

# Abschätzung der Gebirgsfestigkeit für Bruchprobleme in Festgesteinen

Autor(en): **Locher, Hans Georg**

Objektyp: **Article**

Zeitschrift: **Bulletin für angewandte Geologie**

Band (Jahr): **1 (1996)**

Heft 1

PDF erstellt am: **19.09.2024**

Persistenter Link: <https://doi.org/10.5169/seals-219178>

## **Nutzungsbedingungen**

Die ETH-Bibliothek ist Anbieterin der digitalisierten Zeitschriften. Sie besitzt keine Urheberrechte an den Inhalten der Zeitschriften. Die Rechte liegen in der Regel bei den Herausgebern.

Die auf der Plattform e-periodica veröffentlichten Dokumente stehen für nicht-kommerzielle Zwecke in Lehre und Forschung sowie für die private Nutzung frei zur Verfügung. Einzelne Dateien oder Ausdrucke aus diesem Angebot können zusammen mit diesen Nutzungsbedingungen und den korrekten Herkunftsbezeichnungen weitergegeben werden.

Das Veröffentlichen von Bildern in Print- und Online-Publikationen ist nur mit vorheriger Genehmigung der Rechteinhaber erlaubt. Die systematische Speicherung von Teilen des elektronischen Angebots auf anderen Servern bedarf ebenfalls des schriftlichen Einverständnisses der Rechteinhaber.

## **Haftungsausschluss**

Alle Angaben erfolgen ohne Gewähr für Vollständigkeit oder Richtigkeit. Es wird keine Haftung übernommen für Schäden durch die Verwendung von Informationen aus diesem Online-Angebot oder durch das Fehlen von Informationen. Dies gilt auch für Inhalte Dritter, die über dieses Angebot zugänglich sind.

# Abschätzung der Gebirgsfestigkeit für Bruchprobleme in Festgesteinen

mit 2 Figuren und 5 Tabellen

HANS GEORG LOCHER\*

1. Einleitung .....	21
2. Ingenieurmässige Klassierung des Gebirges nach Barton .....	22
3. Die Festigkeit von Fels und Gebirge nach Hoek .....	25
4. Abschätzung der Genauigkeit mit probabilistischen Methoden .....	28
5. Beispiele .....	30
6. Zusammenfassung und Schlussfolgerungen .....	34
Literatur .....	36

## 1. Einleitung

In der Boden- und Felsmechanik treten eine ganze Anzahl von Bruchproblemen auf, zu deren zahlenmässiger Abschätzung der Geotechniker Werte für die Scherparameter und das Raumgewicht des Bodens oder des Gebirges benötigt:

- Stabilität von Böschungen oder Baugrubenwänden
- Tragfähigkeit von Fundamenten
- Erd- resp. Gebirgsdrücke auf Wände
- Stabilität und Gebirgsdrücke von Tunneln.

In der *Bodenmechanik* sind die Methoden zur experimentellen Ermittlung der Scherparameter - im allgemeinen Fall der Kohäsion  $c'$  und des Reibungswinkels  $\Phi'$  in Bezug auf Effektivspannungen - bekannt und meist für die praktischen Bedürfnisse der Grundbauer genügend genau (s. z.B. Lang / Huder 1982, Kap. 6 und Kap. 9).

In der *Felsmechanik* dagegen sind die Modellvorstellungen ganz wesentlich komplizierter (s. z.B. Wittke 1984, Teil D), und die sehr zahlreichen Parameter sind schlecht bekannt sowie mit vielen Annahmen behaftet. Nur die Raumgewichte können einfach bestimmt oder geschätzt werden.

Im allgemeinen stehen uns bei Felsproblemen folgende Unterlagen zur Verfügung:

- die einaxiale Druckfestigkeit von intakten Gesteinsproben, z.B. von Bohrkernen. Darüber besteht ein grosser Schatz von Erfahrungen und Messungen.
- Aufnahme und visuelle Beurteilung der Schichtung und Klüftung (Kluftfamilien, Richtung, Kluftbeläge, Verwitterung etc).
- Angaben über die Grund- resp. Kluftwasserverhältnisse sowie die Spannungsverhältnisse im Gebirge.

---

\* Geotechnische Beratungen, Gumpisbühlweg 17, 3067 Boll

Im vorliegenden Artikel wird systematisch unterschieden zwischen

- Eigenschaften des intakten Felsens (intact rock material, Index  $i$ )
- Eigenschaften des Gebirges (rock mass, Index  $m$ ).

Es wird eine Methode gezeigt, welche aus den oben aufgezählten zur Verfügung stehenden Unterlagen Scherparameter des Gebirges, nämlich eine durchschnittliche Kohäsion  $c_m$  und einen durchschnittlichen Reibungswinkel  $\Phi_m$  abzuschätzen erlauben. Diese durchschnittlichen Scherparameter berücksichtigen sowohl die Festigkeit des Grundgesteins wie auch den abmindernden Einfluss von Schichtung und Klüftung. Sie wurden auf halbempirischem Weg gefunden, indem mehrere zusätzliche Parameter in ein bekanntes Bruchkriterium eingefügt wurden, deren Wert an praktischen Beispielen bestimmt werden konnte.

Mit den so erhaltenen durchschnittlichen Scherparametern  $c_m$  und  $\Phi_m$  können felsmechanische Bruchprobleme näherungsweise mit denselben Berechnungsmethoden abgeschätzt werden, wie sie für Bodenprobleme gebräuchlich sind, und man kann dazu dieselben Rechenprogramme verwenden.

Zur Abschätzung der Gebirgsfestigkeit werden folgende vier aus der Literatur bekannte Ansätze miteinander kombiniert:

1. Nach Deere (1963) wird die *Rock Quality Designation RQD* bestimmt oder abgeschätzt. RQD ist der prozentuale Anteil von Bohrkernstücken grösser als 10 cm in der untersuchten Schicht einer Bohrung.
2. Nach Barton et al. (1974) wird aus dem RQD und den Angaben über die Klüftung, die Kluftwasser- und Spannungsverhältnisse die *Rock Mass Quality Q*, eine Masszahl für die Qualität des Gebirges bestimmt.
3. Aus der Rock Mass Quality  $Q$  des Gebirges und der einaxialen Druckfestigkeit  $\sigma_{ci}$  des intakten Gesteins können nach Hoek (1994) die *durchschnittlichen Scherparameter des Gebirges*, nämlich der Reibungswinkel  $\Phi_m$  und die Kohäsion  $c_m$  des Gebirges abgeschätzt werden.
4. Alle bei diesen Abschätzungen verwendeten Grössen weisen eine beträchtliche Streuung auf. Mit Hilfe von probabilistischen Überlegungen werden daraus Angaben über die zu erwartende Streuung der Scherparameter abgeleitet (Harr 1987, Locher 1983, 1985). Damit kann die Zuverlässigkeit der erhaltenen Resultate beurteilt werden. Auf Grund der erhaltenen Streuungen ist es möglich, auf eine systematischere Art Parameterstudien auszuführen, in denen für die Scherparameter des Gebirges statistisch begründbare obere und untere Werte eingesetzt werden.

## 2. Ingenieurmässige Klassierung des Gebirges nach Barton

Im Jahr 1974 hat das Norwegische Geotechnische Institut in seiner Publikation Nr. 106 (Barton et al. 1974) ein Klassifizierungssystem für das Gebirge entwickelt, welches vorab für Tunnel gedacht war, aber mit der nötigen Erfahrung auch für andere Gebirgsprobleme verwendet werden kann. Das System beruht auf der Analyse von ca. 200 Untersuchungen für Tunnelbauten und ergab einen nützlichen Zusammenhang zwischen den Verbaumassnahmen und einer Masszahl für die Gebirgsqualität  $Q$ . Diese Masszahl wird aus 6 Parametern errechnet, welche vorwiegend die Eigenschaften von Schichtung und Klüftung beschreiben und auf Grund der visuellen Beurteilung als skalierte Leitziffern (ratings) festgelegt werden. Folgende Leitziffern wurden verwendet: (s. Tabellen 1 und 2)

Table 1. Descriptions and Ratings for the Parameters RQD,  $J_n$ , and  $J_r$

ROCK QUALITY DESIGNATION (RQD)	$J_n$	$J_r$
1. Very poor	0-25	
A. Poor	25-50	
B. Fair	50-75	
C. Good	75-90	
E. Excellent	90-100	
Note: (i) Where RQD is reported or measured as a value of 10, it is used to evaluate $J_n$ in Eq. (1) (ii) RQD intervals of 5, i.e. 100, 85, 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	1	
C. One joint set plus random	2	
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. Chained rock, carmine-like	20	
Note: (i) For intersections use $3.0 \times J_n$ (ii) For roughness use $(2.0 \times J_n)$		
3. JOINT ROUGHNESS NUMBER	$(J_r)$	
(a) Rock wall contact and 10 cms shear		
A. Discontinuous joints	4	
B. Rough or irregular, undulating	3	
C. Smooth, undulating	2	
D. Rough or irregular, planar	1.5	
E. Smooth, irregular, planar	1	
F. Smooth, planar	1.0	
G. Slickensided, planar	0.5	
(c) No rock wall contact when sheared		
H. Zone containing clay minerals thick enough to prevent rock wall contact	1.0 (nominal)	
J. Sandy, gravelly or crushed zone thick enough to prevent rock wall contact	1.0 (nominal)	
Note: (i) Add 1.0 if the mean spacing of the relevant joint set is greater than 3 m (ii) $J_r = 0.5$ can be used for planar slickensided joints having lineations, provided the lineations are favourably orientated		

Table 2. Descriptions and Ratings for the Parameters  $J_w$  and  $J_w$

JOINT ALTERATION NUMBER	$(J_w)$	$(J_w)$
(a) Rock wall contact		
A. Tightly healed, hard, non-softening, impermeable filling i.e. quartz or epidote	0.5	(-)
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-softening)	3.0	(20%-25%)
Note: (i) Values of $(J_w)$ are intended as an approximate guide to the mineralogical properties of the alteration products, if present		

Table 2. Continued

	$(J_w)$	Approx. water pressure (kg/cm <sup>2</sup> )
E. Softening or low friction clay mineral coatings, i.e. kaolinite, mica. Also chlorite, talc, gypsum and graphite etc., and small quantities of swelling clays. (Discontinuous coatings, 1-2 mm or less in thickness)	4.0	6-16
(b) Rock wall contact before 10 cms shear		
F. Silty, sandy, clay-free disintegrated rock etc.	4.0	(25%-30%)
G. Strongly over-consolidated, non-softening clay mineral fillings (Continuous, < 3 mm in thickness)	6.0	(16%-24%)
H. Medium or low over-consolidation, softening, clay mineral fillings. (Continuous, < 3 mm in thickness)	8.0	(12%-16%)
J. Swelling clay fillings, i.e. montmorillonite, vermiculite, etc. depends on percent of swelling clay-size particles, and access to water etc.	8.0-12.0	(6%-12%)
(c) No rock wall contact when sheared		
K, L. Zones or bands of disintegrated rock etc. (see G, H, J for description of clay content)	6.0, 8.0	(6%-24%)
M. Silty, sandy, clay-free disintegrated rock etc.	8.0-12.0	
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)	10.0, 13.0	(6%-24%)
R. Silty, sandy, clay-free disintegrated rock etc.	13.0-20.0	
5. JOINT WATER REDUCTION FACTOR		
A. Dry excavations or minor inflow, i.e. < 5 l/min, locally occasional outwash of joint fillings	1.0	< 1
B. Medium inflow or pressure competent rock with unfilled joints	0.66	1.0-2.5
C. Large inflow or high pressure in joints	0.5	2.5-10.0
D. Large inflow or high pressure, considerable outwash of joint fillings	0.33	2.5-10.0
E. Exceptionally high inflow or water pressure at blasting, de-caying with time	0.2-0.1	> 10.0
F. Exceptionally high inflow or water pressure continuing without noticeable decay	0.1-0.05	> 10.0
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		

Table 3. Descriptions and Ratings for the Parameter SRF

STRESS REDUCTION FACTOR (SRF)		
(a) Weakness zones intersecting excavation, which are not part of rock mass when tunnel is excavated		
A. Multiple occurrences of weakness zones containing clay or chemically disintegrated rock, very loose surrounding rock (any depth)	10.0	
B. Single weakness zones containing clay, or chemically disintegrated rock (depth of excavation $\leq$ 50 m)	5.0	
C. Single weakness zones containing clay, or chemically disintegrated rock (depth of excavation > 50 m)	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 $\leq$ 50 m)	5.0	
F. Single shear zones in competent rock (clay free) (depth of excavation > 50 m)	2.5	
G. Loose open joints, heavily jointed or "sugar cube" etc. (any depth)	5.0	
(b) Competent rock, rock stress problems		
H. Low stress, near surface	> 200	> 13
J. Medium stress	200-10	13-0.66
K. High stress, very tight structure (Usually favourable to stability, may be unfavourable to wall stability)	10-5	0.66-0.33
L. Mild rock burst (massive rock)	5-2.5	0.33-0.16
M. Heavy rock burst (massive rock)	< 2.5	< 0.16
(c) Squeezing rock; plastic flow of incompetent rock under the influence of high rock pressures		
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	
Notes: (i) Reduce these values of SRF by 25-50% if the relevant shear zones only influence but do not intersect the excavation (ii) For strongly anisotropic stress field (if measured): when $5 \sigma_1/\sigma_3 \leq 10$ , reduce $\sigma_1/\sigma_3$ and $\sigma_1$ to 0.8 $\sigma_1$ and $\sigma_1/\sigma_3 > 10$ , reduce $\sigma_1$ and $\sigma_1/\sigma_3$ to 0.6 $\sigma_1$ and 0.6 $\sigma_1/\sigma_3$ where: $\sigma_1$ = unconfined compression strength, $\sigma_1$ = tensile strength (point load), $\sigma_1$ and $\sigma_3$ = major and minor principal stresses (iii) Few case records available where depth of crown penetration is less than span width. Suggest SRF increase from 2.5 to 5 for such cases (see H)		

Tab.1: Engineering Classification of Rock Masses Rock Mass Quality Q. Tables of ratings for the Parameters RQD,  $J_n$ ,  $J_r$ ,  $J_w$ , SRF. Kopie aus Barton et al. (1974).

RQD	%	Leitziffern für:		Jn	Kluftrauhigkeit	Jr	Kluftverwitterung	Ja	Wasserfaktor	Druck m	Jw	Spannungsfaktor	SRF
		Klufsysteme											
A	sehr schlecht				(a) (b) mit Felskontakt		(a) (b) mit Felskontakt					(a) Schwächezonen	
B	schlecht	0-25	A	4	Klüfte nicht zusammenhängend	4	Klüfte verheilt	0,75	A	<10	1	viele Schwächezonen mit Ton	10
C	mittel	25-50	B	3	rau, unregelmässig, gewellt	3	unverwittert	1	B	10-25	0,66	einzelne Schwächezonen mit Ton	5
D	gut	50-75	C	2	glatt, gewellt	2	leicht angewittert, ohne Ton	2	C,D	25-100	0,33-0,5	wie B, aber Tiefe > 50 m	2,5
E	sehr gut	75-90	D	1,5	mit Rutschhamischen, gewellt	1,5	Kluftbelag silig-sandig	3	E,F	>100	0,05-0,2	mehrere Scherzonen ohne Ton	7,5
		90-100	E	1,5	rau, eben	1,5	Kluftbelag dünn, wenig aktive					einzelne Scherzonen ohne Ton	5
			F	1	glatt, eben	1	Tone, Chert, Talk, Gips	4				wie E, aber Tiefe > 50 m	2,5
			G	0,5	mit Rutschhamischen, eben	0,5	Kluftfüllung dünn, Sand	4				total zerbrochener Fels	5
			H	15	vier Klufscharen oder mehr		stark überkonsolidierte Tone	6				(b) Spannungsprobleme	
			J	20	total zerbrochener Fels	1	wenig überkonsolidierte Tone	8				Spannung gering	2,5
							quellende Tone, z.B.					Spannung mittel	1
							Montmorillonit	8-12				Spannung hoch	0,5-2
							(c) ohne Felskontakt					wenig Bergschlag	5-10
							dicke Zonen, Sand	5				starker Bergschlag	10-20
							K.O. stark überkonsolidierte Tone	6-10				(c) Drückendes Gebirge	
							L,P wenig überkonsolidierte Tone	8-13				geringer Druck	5-10
							M,R quellende Tone, z.B.					starker Druck	10-20
							Montmorillonit	12-20				(d) Quellendes Gebirge	
												geringer Quelldruck	5-10
												hoher Quelldruck	10-15

Tab. 2: Leitziffern für die Berechnung der Gebirgsqualitätszahl Q. Nach Barton et al. 1974, vereinfachte Zusammenfassung von Tabelle 1.

- RQD = Rock Quality Designation nach J. Deere (1963), definiert als Prozentanteil von Bohrkernstücken grösser als 10 cm an der totalen Bohrlänge in einer bestimmten Schicht. Variation zwischen 10 und 100 %.
- $J_n =$  Joint set number Kluftsysteme  
 Mit Leitziffern zwischen 0.5 und 20 werden Gebirgstypen von „massiv, nur wenig Klüfte“ über Typen mit einem bis mehreren ausgeprägten Kluftsystemen bis zu vollständig zertrümmerten Kakiriten und Kataklasiten beschrieben.
- $J_r =$  Joint roughness number Kluftrauigkeit  
 Mit Leitziffern zwischen 4 und 0.5 werden Kluftflächen beschrieben, die von nicht zusammenhängenden über rauhe und unregelmässige bis zu glatten Flächen reichen.
- $J_a =$  Joint alteration number Kluftverwitterung  
 Mit Leitziffern zwischen 0.75 bis 20 werden von verheilten über wenig bis stark verwitterte bis zu mit dicken Tonlagen gefüllte Klüfte beschrieben.
- $J_w =$  Joint water reduction factor Wasserfaktor  
 Mit Leitziffern zwischen 1 und 0.05 werden Kluftsysteme ohne Wasser bis zu Systemen mit extrem hohen Wasserdrücken oder Wassereinströmungen beschrieben.
- SRF = Stress Reduction Factor Spannungsfaktor  
 Mit Leitziffern von 0.5 bis 10 werden Schwächezonen im Gebirge, die durch den Ueberlagerungsdruck zerstört werden oder zu Bergschlag führen können, beschrieben. Leitziffern bis 20 charakterisieren quellfähige Felsschichten.

Die Felsqualität Q wird aus den Leitziffern wie folgt berechnet:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF} \quad (1)$$

Sie variiert zwischen 0.001 für vollständig gebräches, quellendes Gebirge bis zu 1000 für sehr harten, gesunden, praktisch nicht geklüfteten Fels.

Bei den dargestellten Beispielen (s. Tabelle 4) variiert der Wert Q zwischen 0.075 für Molassemergel und 90 für sehr harten Basalt.

### 3. Die Festigkeit von Fels und Gebirge nach Hoek

Zwischen 1980 und 1994 haben Dr. E. Hoek und seine Mitarbeiter Vergleichsversuche und Berechnungen ausgeführt, um mit Hilfe der von Barton vorgeschlagenen Felsqualitäts-Zahl Q, der einaxialen Druckfestigkeit  $\sigma_{ci}$  des intakten Felsens und einigen zusätzlichen Parametern die Druck- und Scherfestigkeit des Gebirges abzuschätzen.

Die *Felsqualität Q* charakterisiert dabei wie in Kap. 2 dargestellt vor allem die Gefügeeigenschaften, d.h. den Einfluss von Schichtung, Klüftung, Anzahl von Kluftsystemen, Oberflächeneigenschaften der Klüfte und Kluftbeläge, sowie Kluftwasser- und Spannungseinflüsse.

Die Felsqualitätszahl Q kann, wie erwähnt, in einem sehr grossen Bereich variieren, was für Vergleiche nicht praktisch ist. Daher wurde ein neuer, auf Q basierender Wert GSI (Geological Strength Index) eingeführt, welcher von ca. 10 für

sehr schlechtes Gebirge bis 100 für intakten Fels variiert. Er ist nach Hoek et al. (1994) wie folgt definiert:

$$GSI = 9 \cdot \ln Q + 44 \quad (2)$$

Beispiel:	weicher Mergel	Q = 0.02	GSI = 9
	Molassesandstein	Q = 0.4	GSI = 36
	Granit	Q = 50	GSI = 79
	Basalt	Q = 200	GSI = 92

Die **einaxiale Druckfestigkeit**  $\sigma_{ci}$  charakterisiert die Festigkeitseigenschaften des intakten Felsens. Da der Druckversuch an Bohrkernen relativ einfach und billig auszuführen ist, gibt es hier eine sehr grosse Menge von Erfahrungen und Messungen. Die Resultate wurden für die Auswertungen auf einen Bohrkerndurchmesser von 50 mm umgerechnet.

Die Parameter  $m_b$ ,  $s$  und  $a$  charakterisieren das Bruchverhalten des Gebirges. Hoek benützt die Bruchtheorie von Griffith und passt das Bruchkriterium wie folgt an (Hoek-Brown-Bruchkriterium):

$$\sigma_1' = \sigma_3' + \sigma_{ci} \left[ m_b \cdot \frac{\sigma_3'}{\sigma_{ci}} + s \right]^a \quad (3)$$

$\sigma_1'$	=	grössere effektive Hauptspannung im Gebirge bei Bruch
$\sigma_3'$	=	kleinere effektive Hauptspannung im Gebirge bei Bruch
$\sigma_{ci}$	=	einaxiale Druckfestigkeit des intakten Felsens
$m_b$	=	Materialkonstante für das Gebirge (Abminderungsparameter)
$s$	}	Konstanten für die Form der Bruchlinie, abhängig von den
$a$		

Auf Grund der zur Verfügung stehenden Literatur, z.B. Bieniawski (1976) und von eigenen Vergleichswerten hat Hoek folgende Werte für die drei Parameter angegeben (Hoek et al. 1994):

$$m_b \approx m_i \cdot e^{\frac{GSI-100}{28}} \quad (4)$$

$m_i$  = Materialkonstante für den intakten Fels,  
s. Tabelle 3

für  $GSI \geq 25$        $s \approx e^{\frac{GSI-100}{9}}$       Verschiebung      (5)

$a \approx 0.5$       Exponent      (6)

für  $GSI < 25$        $s \approx 0$       Verschiebung      (5a)

$a \approx 0.65 - \frac{GSI}{200}$       Exponent      (6a)

Aus den Hauptspannungen  $\sigma_1'$  und  $\sigma_3'$  im Bruchzustand können die Spannungen  $\sigma_n$  und  $\tau$  für die Bruchlinie berechnet werden:

$$\sigma_n = \sigma_3' + \frac{\sigma_1' - \sigma_3'}{\delta\sigma_1' / \delta\sigma_3' + 1} \quad (7)$$

$$\tau = (\sigma_n - \sigma_3') \sqrt{\frac{\delta\sigma_1'}{\delta\sigma_3'}} \quad (8)$$

Dabei bedeuten:

Für  $GSI \geq 25$

$$\frac{\delta\sigma_1}{\delta\sigma_3} = 1 + \frac{m_b \cdot \sigma_c}{2 \cdot (\sigma_1 - \sigma_3)}$$

Für  $GSI < 25$

$$\frac{\delta\sigma_1}{\delta\sigma_3} = 1 + a \cdot m_b^a \left( \frac{\sigma_3}{\sigma_c} \right)^{a-1}$$

Sedimente			Metamorphe Gesteine			Eruptivgesteine		
		$m_i$			$m_i$			$m_i$
Klastische Sedimente	Nagelfluh	(22) *)	nicht geschiefert	Marmor	9	Ergussgesteine hell	Obsidian	(19)
	Sandstein	19		Hornfels	(19)		Andesit	19
	Siltstein	9		Quarzit	24		Dacit	(17)
	Tonstein + Mergel	4	leicht geschiefert	Migmatit	(30)	Rhyolit	(16)	
	Grauwacke	(18)		Amphibolit	31	Ergussgesteine dunkel	Basalt	(17)
Karbonatgesteine	Kalkbrekzie	(20)	stark geschiefert **)	Mylonit	(6)	Tiefengesteine hell	Granit	33
	Kalkspat (grobkörnig)	(10)		Gneis	33		Granodiorit	(30)
	Kalkmikrit (feinkörnig)	8		Glimmerschiefer	(10)	Diorit	(28)	
Chemische Sedimente	Gips	16		Phyllit	(10)	Tiefengesteine dunkel	Gabbro	27
	Anhydrit	13		Tonschiefer	9		Norit	22
	Kreidegestein	7					Pyroklastische Gesteine	Agglomerat
Organische Sedimente	Kohle	(8 - 21)				Brekzie		(18)
						Tuff	(15)	

\*) Zahlen in Klammern: geschätzte Werte

\*\*) Versuche senkrecht zur Schieferung

**Tab. 3:** Berechnung der Gebirgs-Parameter nach Hoek. Materialkonstanten  $m_i$  für verschiedene Felsarten.

Da die Bruchlinien des Griffith-Kriteriums gekrümmte Linien sind, ist es vorteilhaft, einen vernünftigen Spannungsbereich auszuwählen und mit Hilfe von linearer Regressionsrechnung über diesen Bereich eine gerade Bruchlinie mit einer Kohäsion  $c_m$  und einem Reibungswinkel  $\Phi_m$  zu berechnen.

Mit Hilfe dieser Werte kann sodann auch eine mittlere Druckfestigkeit des Gebirges (compressive strength of rock mass)

$$\sigma_{cm} = \frac{2 \cdot c_m \cdot \cos\Phi_m}{1 - \sin\Phi_m} \quad (9)$$

berechnet werden, welche direkt mit der Druckfestigkeit des Gesteins  $\sigma_{ci}$  verglichen werden kann. Das Verhältnis  $\sigma_{ci} / \sigma_{cm}$  variiert in den in Kapitel 5 dargestellten Beispielen von 50 beim schlechtesten bis 1.5 beim besten Material.

Diese Zahlen zeigen deutlich, dass eine Schätzung von irgendwelchen Abminderungsfaktoren sehr problematisch ist und zu grossen Fehleinschätzungen führen kann.

Aus den Vergleichsversuchen ging ferner ein approximativer empirischer Zusammenhang zwischen dem Geological Strength Index GSI und einem mittleren Verformungsmodul des Gebirges  $E_m$  hervor. Eine statistische Auswertung vieler Versuche ergab folgende Näherungsformel:

$$E_m \approx 10^{\frac{GSI - 10}{40}} \quad (10)$$



Auch hier ist das Verhältnis zwischen dem E-Modul des intakten Felsens und des Gebirges beträchtlich. In den Beispielen des Kapitels 5 variiert es schätzungsweise zwischen 100 und 500. Eine Abschätzung von Felsdeformationen wird mit den reduzierten Werten von  $E_m$  nach der erwähnten Formel wesentlich realistischer. Bei der Anwendung dieser durchschnittlichen Felskennwerte ist es natürlich unumgänglich, die gesamte Struktur des Gebirges im betrachteten Bereich einzubeziehen. Fällt z.B. bei einer Stabilitätsrechnung eine grössere Kluft oder Störung ungefähr parallel zu den untersuchten Gleitflächen, dann dürfen die hier errechneten durchschnittlichen Felskennwerte nicht verwendet werden.

#### 4. Abschätzung der Genauigkeit mit probabilistischen Methoden

Die Eingabegrößen der in den Kapiteln 2 und 3 dargestellten halbempirischen Berechnungsmethode sind nicht sehr genau, da es sich mit Ausnahme der Fels-Druckfestigkeit  $\sigma_{ci}$ , um visuell bestimmte, d.h. nach Ermessen geschätzte Zahlen handelt. Alle Größen können als „unscharf definierte Größen“ nach Prof. Jörg Schneider betrachtet werden (Schneider J. 1994).

In diesem Artikel wird die Streuung der Eingabedaten durch insgesamt fünf Variationskoeffizienten ( $V = \text{Standardabweichung} / \text{Mittelwert}$ ) erfasst. Die V-Werte müssen entweder geschätzt oder aus Reihen von mindestens 10 Bestimmungen statistisch errechnet werden.

Eingabe:

$$V \left( \frac{RQD}{J_n} \right) \quad (11a)$$

$$V \left( \frac{J_r}{J_a} \right) \quad (11b)$$

$$V \left( \frac{J_w}{SRF} \right) \quad (11c)$$

$$V (\sigma_{ci}) \quad (11d)$$

$$V (m_i) \quad (11e)$$

Mit Hilfe der Näherungsmethode „Punkt-Abschätzungsmethode nach Rosenblueth“ (s. Harr 1987) können aus diesen Eingabe-Variationskoeffizienten die Streuungen, d.h. die Variationskoeffizienten der Berechnungsergebnisse näherungsweise ermittelt werden.

Qualitätszahl Q	$V(Q)$	(12a)
-----------------	--------	-------

Geological Strength Index GSI	$V(GSI)$	(12b)
-------------------------------	----------	-------

E-Modul	$V(E_m)$	(12c)
---------	----------	-------

einaxiale Druckfestigkeit des Gebirges	$V(\sigma_{cm})$	(12d)
--	------------------	-------

Reibungswinkel	$V(\Phi_m)$	(12e)
----------------	-------------	-------

Kohäsion	$V(c_m)$	(12f)
----------	----------	-------

Tabelle 5 stellt ein von mir entwickeltes Berechnungsblatt im Tabellenrechnungsprogramm EXCEL dar, auf welchem der Berechnungsgang mit den Formeln (1) ... (11) nach Barton et al. (1974) und nach Hoek + Brown (1982) und Hoek (1994), so-

Beispiel Nr.	1			2			3			4			5			6			7			Einheit
	Molassemergel Combette			Molasse GF Combette			Molasse GD Combette			Molasseandstein Stettlen			Maimkalk Jura			Aaregranit			Basalt			
	Mittel	Std.Abw.	Var.Koeff.	Mittel	Std.Abw.	Var.Koeff.	Mittel	Std.Abw.	Var.Koeff.	Mittel	Std.Abw.	Var.Koeff.	Mittel	Std.Abw.	Var.Koeff.	Mittel	Std.Abw.	Var.Koeff.	Mittel	Std.Abw.	Var.Koeff.	
Eingabe																						
RQD =	30		0,20	15		0,20	50		0,20	10		0,15	80		0,10	95		0,10	100		0,10	
Jn =	8			12			10			6			3			2			1			
Jr =	4		0,10	1		0,20	1,5		0,10	1,5		0,10	3		0,10	4		0,10	4		0,10	
Ja =	10			5			1,5			3			2			1			0,75			
Jw =	0,5		0,15	0,5		0,15	0,5		0,15	1		0,15	0,66		0,15	0,66		0,15	1		0,15	
SRF =	10			2,5			2,5			2,5			2,5			2,5			2,5			
sig_ci =	3,5		0,15	4,5		0,15	6,5		0,15	3		0,15	100		0,15	300		0,15	400		0,15	MN/m2
mi =	4		0,20	15		0,20	15		0,20	9		0,20	7		0,20	33		0,20	17		0,20	
Resultate																						
Q =	0,075	0,020	0,272	0,050	0,016	0,272	1,000	0,325	0,272	0,333	0,079	0,237	10,560	2,191	0,207	50,160	10,408	0,207	213,333	44,265	0,207	
GSI =	20,4	2,4	0,120	16,6	2,9	0,176	43,7	4,7	0,056	33,9	2,1	0,063	65,0	1,9	0,029	79,0	1,9	0,024	92,1	1,9	0,020	
Em =	1,833	0,258	0,141	1,480	0,249	0,168	7,015	0,969	0,141	3,979	0,487	0,122	23,879	2,565	0,107	53,531	5,751	0,107	113,325	12,174	0,107	MN/m2
sig_cm =	0,064	0,015	0,232	0,138	0,035	0,255	0,535	0,111	0,207	0,158	0,033	0,210	14,76	3,19	0,216	102,13	22,01	0,216	243,09	53,16	0,219	MN/m2
phi_m =	20,3	2,4	0,119	29,5	2,8	0,096	39,3	2,2	0,056	32,2	2,2	0,067	36,8	2,4	0,064	54,3	2,0	0,037	48,9	2,4	0,049	°
tan_phi_m =	0,370	0,048	0,129	0,566	0,065	0,116	0,820	0,065	0,079	0,630	0,053	0,084	0,747	0,064	0,086	1,390	0,103	0,074	1,146	0,096	0,084	
c_m =	22,0	4,8	0,218	40,0	9,4	0,235	126,4	25,8	0,204	43,6	9,0	0,206	3700,3	815,4	0,220	16459,5	3597,5	0,219	45626,9	10467,1	0,223	kN/m2
Beurteilung	extremely poor			extremely poor			poor			very poor			good			very good			extremely good			

**Tab. 4:** Zusammenstellung von Beispielen von 7 Gebirgstypen. Gebirgsfestigkeiten.

wie die Variationskoeffizienten aller Resultate mit Hilfe der Punktabstätzungs-  
methode nach Rosenblueth (Harr 1987) ausgeführt wird.

Dieses Verfahren ist eine relativ einfache Näherungsmethode, die aber gegenüber  
genaueren Methoden den Vorteil hat, dass sie direkt in einer Tabellenrechnung  
verwendet werden kann. Sie ist für Abschätzungen der hier beschriebenen Art  
meist weitaus genügend genau. Exaktere Methoden sind z.B. im Programm VaP  
des Instituts für Baustatik und Konstruktion an der ETHZ (Schneider J. 1994) ver-  
fügbar und können für kritische Fälle zur Kontrolle dienen.

In Tabelle 5 ist als Muster das 4. Beispiel der Tabelle 4 gezeigt:

Block A: Hier werden die Eingabedaten für die Berechnung des Q-Werts nach  
Barton eingegeben.

Block B: Eingabe der Variationskoeffizienten für die Ausdrücke

$$\frac{RQD}{J_n}, \frac{J_r}{J_a}, \frac{J_w}{SRF}$$

Block C: Eingabe der einaxialen Druckfestigkeit des intakten Felsens  $\sigma_{ci}$ , der Ma-  
terialkonstanten des intakten Felsens  $m_i$  (s. Tabelle 3) und der zugehöri-  
gen Variationskoeffizienten.

Block D: Ausgabe der Resultate.  $m_b$ ,  $s$  und  $a$  sind die Parameter der Hoek-  
Brown'schen Gleichung [Gl. (3)].

Für die eigentlichen Berechnungsergebnisse sind neben Mittelwert, Stan-  
dardabweichung, Variationskoeffizient = Standardabweichung / Mittel-  
wert auch die zu erwartenden Grenzen A und B angegeben.

Block E: Definitionen und Einheiten

Block F: Wahrscheinlichkeitsverteilungen für Reibungswinkel  $\Phi_m$  und Kohä-  
sion  $c_m$ .

Die in Block F dargestellten Betaverteilungen können symmetrisch oder  
unsymmetrisch sein. Sie gehen von Grenze A bis Grenze B und erlauben,  
die Wahrscheinlichkeit für das Ueber- oder Unterschreiten vorgegebener  
Werte abzuschätzen.

## 5. Beispiele

### 5.1 Felskennwerte

Zur Illustration wurden in Tabelle 4 sieben typische Beispiele zusammengestellt.

Beispiele 1 bis 3 stammen aus einer Hangstabilitätsuntersuchung an der N1, Um-  
fahrung Murten. Die Resultate sind im nachfolgend dargestellten Problem 1  
(Fig. 1) verwendet worden.

Beispiel 4 diente zur Beurteilung eines Baugrubenaushubs oberhalb Stettlen bei  
Bern (Problem 2, Fig. 2).

Die Beispiele 5, 6 und 7 wurden zur Illustration von guten bis sehr guten Gebirgsty-  
pen zusammengestellt.

**Tunnelling Quality Index (Barton 1974 + 1994)**

BLOCK A: INPUT DATA BARTON		mean
Rock Quality Designation	RQD =	10
Joint set number	Jn =	6
Joint roughness number	Jr =	1.5
Joint alteration number	Ja =	3
Joint water reduction factor	Jw =	1
Stress reduction factor	SRF =	2.5

$$Q = (RQD / Jn) * (Jr / Ja) * (Jw / SRF)$$

E. Hoek (1994), Strength of rock and rock masses  
ISRM News Journal, Vol 2, Nr 2

BLOCK B: INPUT COEFFICIENTS OF VARIATION V		
		V
Block size	RQD / Jn =	1.67
Inter-block friction	Jr / Ja =	0.50
Active stresses	Jw / SRF =	0.40
		0.15
		0.10
		0.15

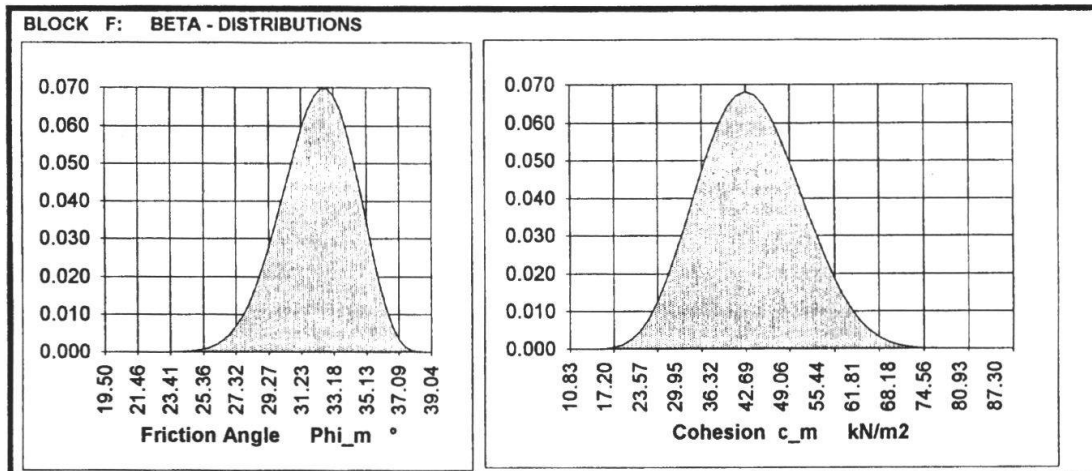
Rock mass Quality  $Q = 0.333$

BLOCK C: INPUT DATA HOEK		
		V
Strength of intact rock MN/m <sup>2</sup>	sig_ci =	3
Material const. intact rock	mi =	9
		0.15
		0.20

BLOCK D: RESULTS				BLOCK E: DEFINITIONS AND UNITS	
Output	mean	Std.dev.	V	limits	
				A	B
mb/mi =	0.094				
mb =	0.859				
s =	0.0007				
a =	0.500				
Q =	0.333	0.079	0.237	0.071	0.911
GSI =	33.9	2.1	0.063	20.1	43.2
Em =	3.98	0.49	0.122	1.79	6.75
sig_cm =	158.2	33.3	0.210	30.6	379.8
ph_m =	32.2	2.2	0.067	19.5	39.0
tan phi_m =	0.630	0.053	0.084	0.354	0.811
c_m =	43.6	9.0	0.206	10.8	90.5

sig1 = major principal effective stress at failure	kN/m <sup>2</sup>
sig3 = minor principal effective stress at failure	kN/m <sup>2</sup>
sig_ci = uniaxial compressive strength of the intact rock	MN/m <sup>2</sup>
GSI = Geological Strength Index	
mi = material constant for intact rock	
mb = material constant for rock mass	
s = constant for rock mass	
a = exponential constant for rock mass	
Em = insitu deformation modulus of rock mass	MN/m <sup>2</sup>
sig_cm = uniaxial compressive strength of rock mass	MN/m <sup>2</sup>
phi_m = friction angle of rock mass	°
c_m = cohesion of rock mass	kN/m <sup>2</sup>

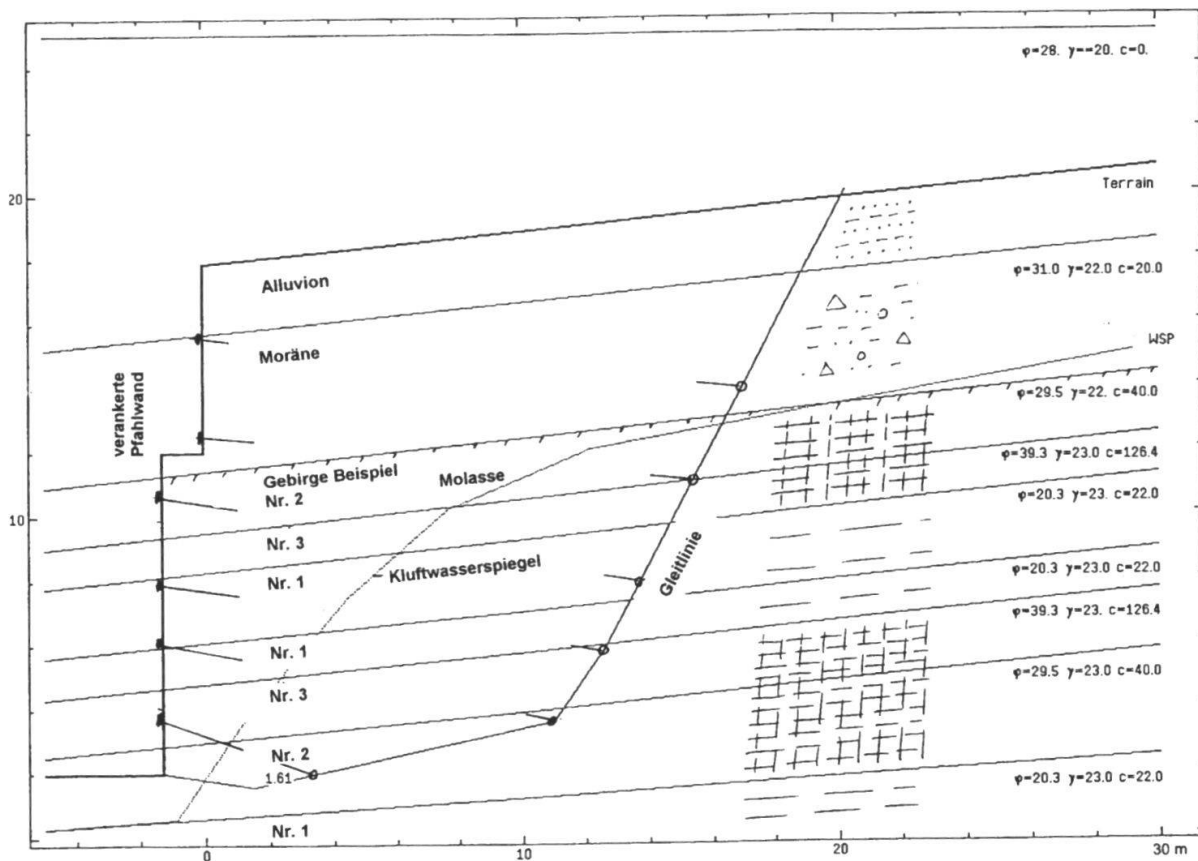


Cell formulae:

```

mb/mi = EXP((GSI-100)/28)
mb = mi*EXP((GSI-100)/28)
s = IF(GSI>25 THEN EXP((GSI-100)/9) ELSE 0)
a = IF(GSI>25 THEN 0.5 ELSE (0.65-GSI/200))
Em = 1000*10^((GSI-10)/40)
sig3 = sigci/2^n where n starts at 10 and decreases by 1 for each subsequent cell
sig1 = sig3+sigci*((mb*sig3)/sigci + s)^a
ds1ds3 = IF(GSI>25 THEN 1+(mb*sigci)/(2*(sig1-sig3)) ELSE 1+(a*mb^a)*(sig3/sigci)^(a-1))
sign = sig3+(sig1-sig3)/(1+ds1ds3)
tau = (sign-sig3)*SQRT(ds1ds3)
signtau = sign*tau          signsq = sign^2
phi_m = phi = (ATAN((sum(signtau)-(sum(sign)*sum(tau))/8)/(sum(signsq)-((sum(sign))^2)/8)))*180/PI()
c_m = coh = (sum(tau)/8) - (sum(sign)/8)*TAN(phi*PI()/180)
sigcm = (2*coh*COS(phi*PI()/180))/(1-SIN(phi*PI()/180))
    
```

**Tab. 5:** Berechnungsblatt für die Abschätzung der Gebirgsfestigkeit. Beispiel 4 von Tabelle 4.



**Fig. 1:** Problem 1: N 1 Umfahrung Murten (Kt. Freiburg). Felsicherung mit Vorspannankern, Gesamtstabilität des verankerten Körpers. Gebirgstypen; Beispiele 1, 2 und 3 aus Tabelle 4.

## 5.2 Probleme

Problem 1 (s. Figur 1):

Für den Baugrubenaushub des Abschnitts Combette an der N1, Umfahrung Murten (Kanton Freiburg) war bei ca. km 136.800 eine verankerte Rühlwand zu dimensionieren, d.h. die Kräfte und freien Längen der Anker zu bestimmen. Die verwendeten Felskennwerte konnten mit einem Hangabschnitt etwas weiter westlich, bei ca. km 136.300, überprüft werden, wo vor dem Versetzen der Anker der Beginn von Rutschbewegungen festgestellt worden war (Sicherheit  $F = 1.0$ ).

Mit Hilfe einer Rückrechnung konnten hier folgende mittleren Felskennwerte bestimmt werden:

$$\begin{aligned} \Phi_m &= 26^\circ && \text{(geschätzt)} \\ c_m &= 40 \text{ kN/m}^2 && \text{(aus Rückrechnung mit Annahme } F = 1) \end{aligned}$$

Beim in Fig. 1 dargestellten Problem ergaben sich die entsprechenden Kennwerte, nämlich ein Gewichtsmittel aus den Schichten 1 und 2, wie folgt:

$$\left. \begin{aligned} \Phi_m &= 28^\circ \\ c_m &= 36 \text{ kN/m}^2 \end{aligned} \right\} \text{(berechnet mit der Methode Hoek - Brown)}$$

Die Werte berechnet nach dem Verfahren Hoek - Brown sind somit in diesem Beispiel in guter Übereinstimmung mit einer Rückrechnung an einem Hang im gleichen Fels, der sich in labilem Gleichgewicht befand.

Für dieses Beispiel können die Felskennwerte und Stabilitätsrechnungsergebnisse wie folgt zusammengestellt werden:

Gebirge:	Gebirge Nr. 2)	Mittelwert $x_m$	Standardabweichung S	Charakteristischer Wert $x_k$	Teilsicherheitsbeiwert $\gamma$	Bemessungswert $x_d$
Genereller Reibungswinkel $\Phi_m$ °	1	20	2.4	19	1.2	16
	2	30	2.8	28	1.2	24
	3	39	2.2	38	1.2	33
Generelle Kohäsion $c_m$ kN/m <sup>2</sup>	1	22	4.8	20	1.6	12
	2	40	9.4	35	1.6	22
	3	126	25.8	114	1.6	71
Raumgewicht kN/m <sup>3</sup>				23	1.0	23
Sicherheit F		1.61		1.49		1.17

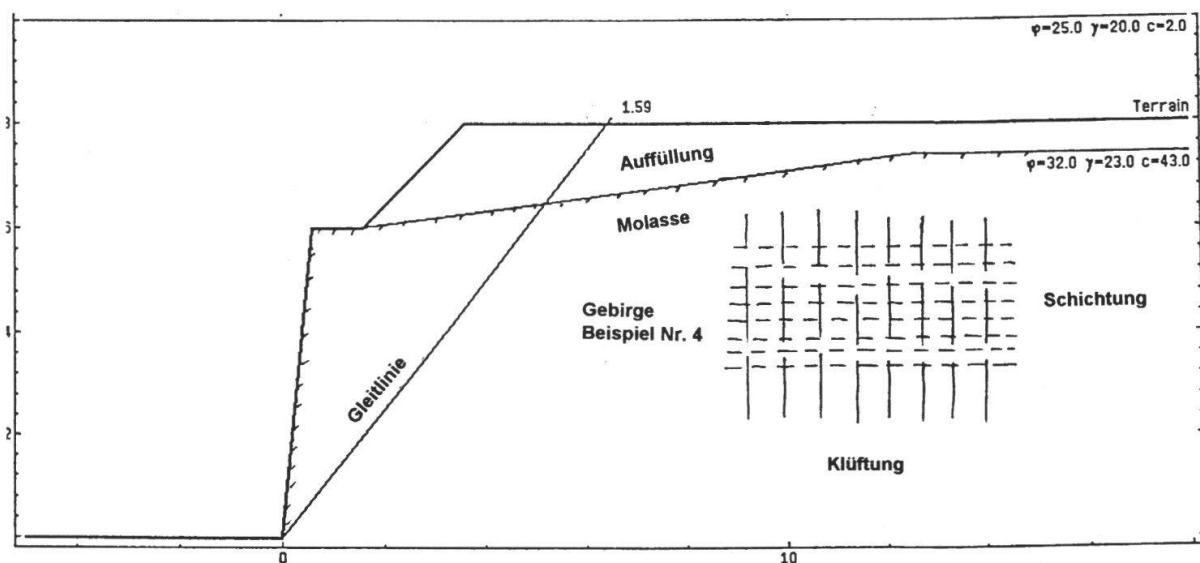
2) Nummern entsprechen den Beispielen in Tabelle 4

Nach einem Vorschlag von Dr. H.R. Schneider, Zug (1990) wurden folgende Formeln und Werte verwendet:

- Mittelwert  $x_m$ : Resultat der Berechnungen nach Tabellen 4 und 5
- Charakteristischer Wert  $x_k = x_m - 0.5 \cdot S$
- Teilsicherheiten  $\gamma$ : empfohlen
  - $\gamma(\sigma_{ci}) = 1.6$
  - $\gamma(\Phi_m) = 1.2$  (auf  $\tan \Phi_m$ )
  - $\gamma(c_m) = 1.6$
  - $\gamma(\text{Raumgewicht}) = 1.0$
- Bemessungswert:  $x_d = x_k / \gamma_X$

Die Sicherheit F wurde mit dem Stabilitätsrechnungsprogramm LARIX 2 gerechnet.

Problem 2 (s. Figur 2)



**Fig. 2:** Problem 2: Baugrubenaushub für Zweifamilienhaus in Stettlen, (Kt. Bern). Gebirgstyp: Beispiel 4 aus Tabelle 4

Für ein Zweifamilienhaus ob Stettlen (Worbental, Kanton Bern) ist ein Aushub im Molassefels vorgesehen. Anhand der Werte von Beispiel 4 aus Tabelle 4 und Figur 2 ist ein Aushub mit der Böschungsneigung 10 : 1 ohne Abstützung auf 6.5 m Höhe geplant.

Für dieses Beispiel können die Felskennwerte und die erhaltenen Stabilitätsrechnungsergebnisse wie folgt zusammengestellt werden:

<b>Gebirge:</b>			Mittelwert $x_m$	Standardabweichung S	Charakteristischer Wert $x_k$	Teilsicherheitsbeiwert $\gamma$	Bemessungswert $x_d$
Druckfestigkeit des Gebirges	$\sigma_{cm}$	kN/m <sup>2</sup>	158	33	142	1.6	88
Genereller Reibungswinkel	$\Phi_m$	°	32	2	31	1.2	27
Generelle Kohäsion	$c_m$	kN/m <sup>2</sup>	43	9	39	1.6	24
Raumgewicht		kN/m <sup>3</sup>			23	1.0	23
<b>Sicherheiten:</b>							
Sicherheit	F		1.59	0.3	1.48		1.02
Versagenswahrscheinlichkeit	p	%	0.6				

Die Bezeichnungen sind gleich gewählt wie in Problem 1. Die Sicherheit F wurde ebenfalls mit dem Programm LARIX 2 gerechnet. Die Versagenswahrscheinlichkeit ist die Wahrscheinlichkeit dafür, dass die Sicherheit F kleiner als 1 wird. Sie wurde mit Hilfe der Näherungsmethode von Rosenblueth aus einer Beta-Verteilung für F bestimmt.

## 6. Zusammenfassung und Schlussfolgerungen

### 6.1 Ziel

Geotechnische Untersuchungen von Fels ergeben i. allg. folgende Resultate:

- Petrographie, Druckfestigkeit, evt. Elastizitätsmodul von Proben des *intakten Gesteins*
- visuelle Beurteilung der *Klüftung und Schichtung* des Gesteins
- Angaben über die *Grund-* resp. *Kluftwasserverhältnisse*.

Für die Beurteilung von Bruchproblemen im Fels sind diese Angaben nicht direkt nutzbar. In jüngster Zeit sind in der Literatur aber Methoden bekannt geworden, die die Brücke zu schlagen versuchen zwischen den oben erwähnten erhältlichen Angaben und den für die Berechnungen nötigen Kennwerten des *Gebirges*, nämlich in erster Linie die Scherparameter Kohäsion  $c_m$  und Reibungswinkel  $\Phi_m$ . Dabei wird unterschieden zwischen

- Kennwerten des intakten Felsens
- Kennwerten des Gebirges mit allen Diskontinuitäten

Letztere sind das Ziel der Untersuchungen.

## 6.2 Anwendung

Die erwähnten Methoden beruhen auf folgendem Lösungsweg:

– Darstellung der zur Verfügung stehenden Grössen durch total 8 Parameter, welche die Resultate der Untersuchungen wie folgt durch gemessene Grössen oder als visuell beurteilte Leitwerte (s. Tabellen 1 und 2) zu erfassen erlauben:

- Die Klüftung und Schichtung des Gebirges durch die Leitwerte  
RQD = Rock Quality Designation nach Deere (Qualität des Gesteins)  
 $J_n$  = Leitziffer für Kluftsysteme  
 $J_r$  = Leitziffer für Kluftrauhigkeit  
 $J_a$  = Leitziffer für Kluftverwitterung  
 $J_w$  = Wasserfaktor  
SRF = Spannungsfaktor

Aus den 6 Leitwerten wird die Qualitätszahl des Gebirges  $Q$  und der Geological Strength Index (Festigkeitsindex)  $GSI$  des Gebirges errechnet.

- Die einaxiale Druckfestigkeit des Gesteins  $\sigma_{ci}$  durch Druckversuche, meist an Bohrkernen. Es wird empfohlen, so viele Versuche durchzuführen, dass daraus statistisch Mittelwert und Standardabweichung bestimmt werden können. Sonst muss der Variationskoeffizient geschätzt werden.
  - eine Kennzahl  $m_i$  für die Petrographie des intakten Felsens.
- Mit Hilfe von vielen Feldbeobachtungen und Vergleichsrechnungen wurden die Zusammenhänge zwischen den Eingabegrössen  $GSI$ ,  $\sigma_{ci}$  und  $m_i$  und den gesuchten Gebirgsparametern halbempirisch eruiert: (Hoek + Brown 1980, Hoek 1994)
- Scherparameter  $\Phi_m$  und  $c_m$
  - Gebirgs-Druckfestigkeit  $\sigma_{cm}$
  - Verformungsmodul  $E_m$
- Zusätzlich zu den von Barton und Hoek publizierten Ableitungen und Kennwerten wurde für jede Grösse eine Streuung (Variationskoeffizient  $V$ ) geschätzt oder evt. berechnet. Dies erlaubt, die Streuung der Resultate  $E_m$ ,  $\sigma_{cm}$ ,  $\Phi_m$  und  $c_m$  zu beurteilen, um so eine Idee von den möglichen Variationen der Resultate zu erhalten.

## 6.3 Schlussfolgerungen

Die dargestellten Methoden erlauben, aus den vorwiegend visuell festgestellten Angaben über Fels und Gebirge eine Abschätzung derjenigen Parameter zu erhalten, welche für felsmechanische Berechnungen benötigt werden. Das vorgelegte Berechnungsblatt gibt zusätzlich eine Schätzung für die zu erwartenden Streuungen der Werte. Diese kann als Grundlage für Parameteranalysen mit über oder unter dem Mittelwert liegenden Parameterwerten dienen. Die Methode gibt daher ein Hilfsmittel in die Hand, die wichtigen Parameter des Gebirges, nämlich den Verformungsmodul  $E_m$ , die einaxiale Druckfestigkeit  $\sigma_{cm}$ , den durchschnittlichen Reibungswinkel  $\Phi_m$  und die durchschnittliche Kohäsion  $c_m$  näherungsweise zu bestimmen.

Es muss aber betont werden, dass die Resultate dieser Parameter auf halbempirischem Weg gefundene *Schätzwerte* sind. Sie können für Vorprojekte oder kleinere Bauten mit geringem Risiko angewendet werden. Für grössere und risikoreiche



Bauwerke sind zusätzlich Versuche nötig, um die benötigten Parameter direkt zu bestimmen.

Es ist oft nicht möglich, eine statistisch genügende Zahl von Versuchen auszuführen. Hier kann das Theorem von Bayes weiterhelfen. Es erlaubt, Versuchswerte mit einer Vorinformation (a priori-Werte) auf statistisch optimale Weise zu verknüpfen. Als Vorinformation werden die mit der beschriebenen Methode erhaltenen Werte  $c_m$  und  $\Phi_m$  mit ihren Streuungen eingesetzt. Man erhält dann als Resultat eine verbesserte Information (a posteriori-Werte), bei denen sowohl der Mittelwert wie auch die Streuung besser der Wirklichkeit entsprechen. Dieses Verfahren ist ebenfalls in (Schneider H.R. 1990) dargestellt, wo weitere Literaturangaben zu finden sind.

Damit ist das hier geschilderte Verfahren nach Barton - Hoek zur Abschätzung von Scherparametern des Gebirges ein Glied in einer Kette von Untersuchungen, die zu genaueren Werten der Parameter und damit zu günstigeren und sicheren Lösungen bei Scherproblemen im Fels führen können.

### *Literatur:*

- BARTON N., LIEN R., LUNDE J., 1974: Engineering Classification of Rock Masses for the Design of Tunnel Supports. NGI Publication Nr. 106, Oslo.
- BIENIAWSKI Z.T., 1976: Rock mass classification in rock engineering. In: Exploration for rock engineering, proc. of the symp., (ed. Z.T. Bieniawski) 1, 97-106. Cape Town: Balkema.
- DEERE D.U., 1963: Technical Description of Rock Cores for Engineering Purposes. Felsmechanik und Ingenieurgeologie Vol. 1, Nr. 1, 16-22.
- HARR M.E., 1987: Reliability-Based Design in Civil Engineering. McGraw-Hill Book Company, New York.
- HOEK E. + BROWN E.T., 1980: Underground Excavations in Rock. Institute of Mining and Metallurgy, revised 1982.
- HOEK E., 1994: Strength of Rock and Rock Masses. ISRM News Journal, Vol. 2 Nr. 2.
- HOEK E., KAISER P.K., BAWDEN W.F., 1994: Support of Underground Excavations in Hard Rock. A.A. Balkema, Rotterdam.
- LANG H.-J. / HUDER J., 1982: Bodenmechanik und Grundbau. Springer-Verlag Berlin, Heidelberg, New York, Tokyo. 4. Auflage 1990.
- LOCHER H.G., 1983: Probabilistische Methoden bei Stabilitätsproblemen in der Geotechnik. Schweiz. Ingenieur und Architekt 16/83, 429-434.
- LOCHER H.G., 1985: Anwendung probabilistischer Methoden in der Geotechnik. Schweiz. Gesellschaft für Boden- und Felsmechanik, Mitt. 112, 31-36.
- SCHNEIDER H.R., 1990: Die Wahl der Bodenkennwerte. SIA Dokumentation D 064: Anwendung der neuen Tragwerksnormen im Grundbau. 2. November 1990, 29-38.
- SCHNEIDER JÖRG, 1994: Sicherheit und Zuverlässigkeit im Bauwesen. Hochschulverlag AG an der ETH Zürich / B.G. Teubner Stuttgart.
- WITTKÉ W., 1984: Felsmechanik, Grundlagen für wirtschaftliches Bauen im Fels. Springer Berlin Heidelberg New York Tokyo.