

DIPLOMARBEIT

zum Erwerb des akademischen Grades
Dipl.-Ing. der Studienrichtung Bauingenieurwesen

von

Gerald Skalla

eingereicht am

Institut für Felsmechanik und Tunnelbau

der

Technischen Universität Graz

O.Univ.-Prof. Dipl.-Ing. Dr.mont Wulf Schubert

Thema der Diplomarbeit:

Methode zur Ermittlung des Einflusses der Streuung von
Gebirgskennwerten auf die Verteilung der
Gebirgsverhaltenstypen

Betreuer: O.Univ.-Prof. Dipl.-Ing. Dr.mont Wulf Schubert

Mitbetreuender Assistent: Univ.-Ass. Dipl.-Ing. Andreas Goricki

Graz, im April 2002

ERKLÄRUNG

Ich erkläre an Eides statt, dass ich die vorliegende Arbeit selbständig und ohne fremde Hilfe verfasst, andere als die angegebenen Quellen nicht benutzt, und die, den benutzten Quellen wörtlich oder inhaltlich entnommenen Stellen, als solche erkenntlich gemacht habe.

Graz, am

.....

Gerald Skalla

Meinem Großvater, Dipl.-Ing. Josef Wanderer gewidmet

Kurzfassung

Basierend auf der „Richtlinie für die Geomechanische Planung von Untertagebauarbeiten mit zyklischem Vortrieb“, wird eine Methode entwickelt, um die Verteilung der Gebirgsverhaltenstypen entlang einer Tunnelachse zu ermitteln.

Dabei wird in einem ersten Schritt mit Einsatz von probabilistischen Mitteln die stochastische Natur der Schlüsselparameter berücksichtigt. Das Charakterisierungssystem nach Hoek, basierend auf dem GSI, wird als Kriterium zur Unterscheidung der Gebirgsverhaltenstypen 1 bis 4 herangezogen. Das Ergebnis ist eine wahrscheinliche, prozentuelle Verteilung der einzelnen GVT in einer festgelegten Gebirgsart. Die Berechnung wird mit MS-EXCEL und dem „Add-In“ @RISK durchgeführt. Um die Prognoseunsicherheit des geologischen Modells zu berücksichtigen, werden in einem zweiten Schritt die Längen der Homogenbereiche entlang der Tunnelachse modelliert. Dabei werden den Längen der einzelnen GA Verteilungsfunktionen zugeschrieben.

Das Ergebnis ist der prozentuelle Anteil der einzelnen GVT an der Tunnelgesamtlänge. Auftretenswahrscheinlichkeiten der einzelnen GVT werden mit der Standardabweichung oder Quantil-Werten des gewünschten Bereichs des Ergebnisses quantifiziert.

Abstract

Based on the „Richtlinie für die Geomechanische Planung von Untertagebauarbeiten mit zyklischem Vortrieb“, a model to determine the distribution of rock mass behaviour types (GVT) within the alignment of a tunnel is presented. Using the classification system of E. Hoek which is based on the GSI, the percentiles of the GVT are determined. Input-Distributions are used to quantify the range of the rock mass parameters. Calculations were made using MS-EXCEL and the Add-In @RISK.

Considering the reliability of the geological assessment, distributions were also put to the length of the different geological units. The percentiles of GVT over the full alignment of the tunnel are calculated. The probability of their occurrence is quantified using Standard Deviation or Quantiles of their distribution. The determined percentiles of the rock mass behaviour types can be used to develop types of excavation and support to quantify both, costs and time of construction.

Inhaltsverzeichnis

TITEL	i
ERKLÄRUNG	ii
WIDMUNG	iii
KURZFASSUNG / ABSTRACT	iv
INHALTSVERZEICHNIS	v-vii

1. Zielsetzung	1
2. Stand der Technik	3
2.1 Historischer Rückblick	3
2.2 Qualitative (Österreichische) Klassifizierung	3
2.2.1 Karl von Terzaghi, 1946	3
2.2.2 Josef Stini, 1950	4
2.2.3 Lauffer, 1958	5
2.2.4 ÖNORM B2203, 1994	5
2.3 Quantitative Systeme	7
2.3.1 D. U. Deere 1967 „RQD“	7
2.3.2 G. E. Wickham 1972, „RSR“	8
2.3.3 Z. T. Bieniawski 1976, 1989, „RMR“	8
2.3.4 N. R. Barton 1974, „Q-Value“	9
2.3.5 E. Hoek 1980, 1994, „GSI“	11
2.4 ÖNORM B2203-1, „Zyklischer Vortrieb“, 2001	17
2.5 Schlussfolgerungen	18
2.5.1 Österreichische Klassifizierung	19
2.5.2 Quantitative Systeme	19
3. Berücksichtigung der Wahrscheinlichkeit	20
3.1 Einzug der Probabilistik in die Geotechnik	20
3.2 Probabilistisches Werkzeug	20
3.2.1 Verteilungen	20
3.2.2 Monte Carlo Methode (MC-sampling)	22
3.2.3 Latin Hypercube Methode (LH-sampling)	23
3.3 Gründe von Unschärfe	24
3.3.1 Tatsächlich vorhandene Unschärfe	24
3.3.2 Mangelnder Kenntnisstand	24
3.3.3 Menschliche Fehler	25
3.4 Methode nach Herbert H. Einstein	25
3.4.1 Grundlegende Definitionen	26
3.4.2 Verfahren zu Ermittlung der Auftrittswahrscheinlichkeit	27

4. Methodik zu Ermittlung der GVT	30
4.1 Einleitung	30
4.1.1 Arten von Parametern	30
4.1.2 Auswahl von Schlüsselparameter (SP)	31
4.1.3 Gebirgsarten (GA)	31
4.1.4 Auswahl von Einflussparametern (EP)	31
4.1.5 Gebirgsverhaltenstypen (GVT)	32
4.2 Entwickelte Methode	33
4.2.1 Allgemeines	33
4.2.2 Definition der Schlüsselparameter für GA	33
4.2.3 Generierung und Darstellung der GA	34
4.2.4 Definition der Einflussparameter für GVT	34
4.2.5 Definition der Abgrenzungskriterien für GVT	35
4.3 Deterministische Berechnung	36
4.3.1 Variation der Schlüsselparameter	36
4.3.2 Variation eines Einflussparameters	37
4.4 Probabilistische Berechnung	39
4.4.1 Definition der Eingabe Parameter	39
4.4.2 Darstellung der Ergebnisse	40
4.5 Grenzen der Methode	45
4.5.1 Durch die Methode bedingt	45
4.5.2 Durch die Probabilistik bedingt	45
4.6 Sensitivitäts-Analyse	46
4.6.1 Regression	46
4.6.2 Korrelation	47
4.6.3 Beispiel	48
4.7 Variation der Eingabe-Verteilungen	48
4.7.1 Andere Verteilungsfunktionen	49
4.7.2 „Truncating“	50
4.7.3 Verteilungsfunktionen an vorhandene Daten anpassen	50
4.7.4 Abhängigkeit von Parametern	51

5. Modellierung der Längserstreckung	52
5.1 Allgemeines	52
5.2 Modellbildung (deterministische Lösung)	52
5.3 Berücksichtigung der Prognoseunsicherheit	53
5.3.1 Erstellung von Szenarien	53
5.3.2 Einsatz von Probabilistik	53
5.3.3 Annahmen und Vereinfachungen	54
5.4 Durchführung	56
5.4.1 Geschriebener Längenschnitt	56
5.4.2 Geologischer Längenschnitt	57
5.4.3 Prozentuelle Anteile der GVT	57
5.4.4 Abfrageroutine	58
5.5 Ergebnisse	58
5.5.1 Kurzer Tunnel	58
5.5.2 Langer Tunnel	60
6. Zusammenfassung	63

Berechnungsunterlagen	Anhang 1
Quellennachweis	Anhang 2

1. ZIELSETZUNG

Die Verteilung der Gebirgsverhaltenstypen entlang einer Tunnelachse ist die Grundlage für die Ermittlung des Ausbruchs und der Stützung des Tunnels [1]. Damit geht sie direkt in die Festlegung der Vortriebsklassen ein und hat Einfluss auf die Bauzeit und Baukosten.

Streuungen der Gebirgsparameter und Unschärfen im geologischen Modell beeinflussen diese Verteilung.

Auf Basis der im Oktober 2001 herausgegebene „Richtlinie für Geomechanische Planung von Untertagebauarbeiten mit zyklischem Vortrieb“ [1] wird ein mathematisches Modell zur Ermittlung der Verteilung der Gebirgsverhaltenstypen (GVT) entwickelt.

Dabei werden entlang der ausgewählten Trasse die Streuung der Gebirgsparameter und die Unsicherheit des Prognosemodells mit Einsatz von Probabilistik berücksichtigt.

Das Ergebnis einer geologischen und geotechnischen Untersuchung ist immer eine Einschätzung des Gebirges. Es wird Unsicherheiten verschiedenster Art in solch einem Prognosemodell geben, mit denen im weiteren Verlauf der Bearbeitung richtig umzugehen ist.

Zur Unterscheidung einzelner Gebirgsarten (GA) ist es notwendig Schlüsselparameter aufzustellen, mit denen das Gebirge beschrieben werden kann. Die verschiedenen Unsicherheiten, die diese Parameter beinhalten, werden aufgezeigt und mit einem geeigneten probabilistischen Verfahren modelliert.

Die Einteilung in GVT basiert auf dem theoretischen Verhalten des unausgebauten Tunnels. Dabei müssen die spezifischen Umstände wie z.B. Überlagerungshöhe, primärer Spannungszustand, Orientierung des Bauwerks zu den Trennflächen und Störungen oder die Bergwassermenge berücksichtigt werden. Auch in diesen Einflussparametern finden sich Unsicherheiten und variierende Größen. Diese werden in einer ersten Näherung über einen bestimmten Bereich als konstant (z.B. Dichte des Gesteins) oder deterministisch variierbar (z.B. Überlagerung) angenommen.

Jedem GVT können Stützmittel und Abschlagslänge bzw. eine Vortriebsgeschwindigkeiten zur sicheren und kostengünstigen Errichtung des Tunnelbauwerks zugeschrieben werden.

Da jedoch die Basis dieser Gliederung nur eine Prognose, also eine Schätzung darstellt, kann auch ein weiterführendes Ergebnis keinen deterministischen Charakter haben. Ziel ist es, dieses Ergebnis mit einer Auftretenswahrscheinlichkeit darzustellen und so die Unsicherheiten quantifizieren zu können.

2. STAND DER TECHNIK

2.1 Historischer Rückblick

Die Einteilung eines zu durchörternden Gebirges mittels Gebirgsklassifizierungssystemen in Homogenbereiche stellt eine zentrale Aufgabe bei der Planung und der Errichtung von Untertagebauwerken dar (aus Daller, Schubert, Riedmüller, 1994 [2]). Innerhalb dieser Homogenbereiche, die durch bestimmte geologische, geomechanische und tunnelbautechnische Faktoren spezifiziert werden, kommen gleiche Ausbruchsart, Sicherungs-, und Ausbaumaßnahmen zur Anwendung.

Im Laufe der Zeit haben sich verschiedene Klassifizierungssysteme entwickelt, die hier kurz vorgestellt und kommentiert werden. [3]

Als ersten kann man Ritter (aus Ritter, 1879, [4]) nennen, der eine empirische Methode formulierte, um den Stützmittelbedarf abzuschätzen.

Die folgende Auflistung erhebt keinen Anspruch auf Vollständigkeit. Es soll die Entwicklung der qualitativen, und in [2] und [5] „Österreichische Klassifizierung“ genannten Systeme, und die weltweit verbreiteten quantitativen Systeme vorgestellt werden.

2.2 Qualitative (Österreichische) Klassifizierung

2.2.1 Karl von Terzaghi, 1946

Er lieferte mit seiner Arbeit (Terzaghi, 1964, [6]) die erste wissenschaftliche Auseinandersetzung mit diesem Thema.

Dabei wird der Gebirgsdruck auf Stahlbögen in Abhängigkeit von neun Gebirgsarten abgeschätzt. Diese Art der Auskleidung war in seinem damaligen Wirkungsbereich, den USA sehr weit verbreitet. Beherrschend sind dabei allerdings gravitative Erscheinungen (Auflockerungsdruck), die den Ausbau belasten. Nicht berücksichtigt werden unter anderen die auftretenden Bruchmechanismen, die Gebirgsstruktur und der primäre Spannungszustand. Für die heutige Bauweise mit Spritzbeton und Anker ist diese Klassifizierung nicht mehr zielführend.

2.2.2 Josef Stini, 1950

In dem von Josef Stini 1950 veröffentlichten Buch „Tunnelbaugeologie“ [7] widmet sich der Autor ab Seite 272 der „Gruppierung der Bergarten“. Er betrachtet wie vor ihm Terzaghi die Wechselwirkung zwischen Gestein und Bauweise, erhebt jedoch keinerlei Anspruch auf Allgemeingültigkeit, sondern empfiehlt sogar eine Anpassung an die jeweiligen Gegebenheiten in der Geologie, Bauausführung und Wirtschaftlichkeit. Im Vordergrund steht bei seiner Einteilung nicht die Geologie der einzelnen Gebirgsarten, obwohl er sie meist exemplarisch anführt, sondern die Lösbarkeit, die Standfestigkeit und der Ausbau. Auch nimmt Stini schon Bedacht auf die Verformungen und hat gemeinsam mit Ladislaus v. Rabcewicz ein sehr visionäres Konzept der Gebirgsklassifizierung entwickelt.

Diese Gliederung in 8 Gebirgsarten und ihre Anmerkungen werden exemplarisch vorgestellt, da sie die Grundlagen für weiterführende, modernere Entwicklungen bilden. Sie haben damit das Wesen der heute verwendeten Klassifizierung und Bauweise (NATM) bereits weit vorangetrieben.

1. Festes Gebirge

- äußerst feste Gesteine
- feste Gesteine
- nachbrüchiges Festgebirge
- druckäußerndes Gebirge

2. Weiches und erweichendes Gebirge

- Verformungen ohne Brüche
- rascher Einbau nötig
- Vorsicht bei Schwellverhalten

3. Rolliges Gebirge

- kohäsionslos
- Abscherfestigkeit durch Reibung
- raschster Einbau der Stützmaßnahmen

4. Nasser Rollschutt

- Entwässerungsmaßnahmen

5. Nasse Feinlockersedimente einschließlich Schwimmsand und schwimmendes Gebirge

kohäsionslos

reibunglos

Abdichten des Hohlraumes

Entwässern des Gebirges

6. Trockene (feste) Binder

Lockermassen $d < 0,02$ mm (Ton)

7. Nasse Binder

8. Breiiges Gebirge

Es ist wie die nachfolgenden Systeme von Lauffer [8] und die ÖNORM B2203 [10] ein rein qualitatives System. Das Gebirge wird anhand von Beschreibungen unterteilt, die viel Freiraum für Erfahrung und persönliches Verständnis lassen. Es werden Empfehlungen für den Ausbruch, den Ausbau usw. angegeben.

2.2.3 Lauffer, 1958

Lauffer führte in seiner Veröffentlichung (Lauffer, 1958, [8]) die „Freie Standzeit“ ein, die für die freie Oberfläche ohne jede Unterstützung angenommen wird. Er definierte den Zusammenhang zwischen Spannweite, Standzeit und „Qualität“ des Gebirges. Seine Überlegungen trugen auch maßgeblich zur Entwicklung der NATM bei und wurden von Pacher, Rabcewicz und Golser (1974, [9]) weiterentwickelt. Grundlage für Lauffers System war seine Erfahrung aus der Arbeit im Wasserstollenbau und daher mit kleinen Ausbruchsquerschnitten. Der nicht beachtete Maßstabeffekt und unbedingt notwendige Erfahrung zur Abschätzung der Standzeit machten die weitere Entwicklungsarbeit von Pacher, Rabcewicz und Golser notwendig.

Gemeinsam stellen sie jedoch auch heute noch die Grundlage der in [2] „Österreichische Klassifizierung“ genannten Vorgehensweise dar. Das bis 2001 in Österreich verwendete System der ÖNORM B2203 [10] gilt als weitere Entwicklungsstufe dieser Klassifizierung und bedarf ebenso einer kritischen Beleuchtung.

2.2.4 ÖNORM B2203, 1994

Die von 1994 bis 2001 in Österreich gültige ÖN B 2203 „Untertagebauarbeiten - Werkvertragsnorm“ [10] war per Definition eine Werksvertragsnorm und gilt als Ergänzung zu den allgemeinen Normen A 2050 („Vergabe von Aufträgen über Leistungen – Ausschreibung, Angebot und Zuschlag - Verfahrensnorm“) und der B 2110 („Allgemeine Vertragsbestimmungen für Bauleistungen – Werkvertragsnorm“).

Sie stellte ein Werkzeug zur Ausschreibung, Durchführung und vor allem Abrechnung von Untertagebauten zur Verfügung.

Die von der Norm in einem ersten Schritt vorgeschriebene Gebirgsklassifizierung war sehr einfach und rein beschreibender Natur. Sie konnte und sollte jederzeit durch eine projektspezifische genauere Klassifizierung ergänzt werden. In einem zweiten Schritt wurden Vortriebsklassen und Stützmittelbedarf für den Ausbruch festgelegt. Sie sind Basis für die Anbotslegung und die Abrechnung von Tunnelbauwerken.

Es wurde in der Norm zwischen kontinuierlichem (TBM) und zyklischem (NATM) Vortrieb unterschieden.

➤ Gebirgstypisierung nach ÖN B 2203 Tabelle 1

Es wurden drei Gebirgstypen A = standfest bis nachbrüchig,

 B = gebräch,

 C = druckhaft

mit möglichen weiteren Unterteilungen (zum Beispiel A1, B2.1, C5) ihrem Verhalten nach unterschieden und Stützmaßnahmen qualitativ vorgeschrieben.

➤ Unterteilung in Vortriebsklassen nach ÖN B 2203 Tabelle 2

Die Einteilung in Vortriebsklassen wurde mittels einer Matrix geregelt, deren eine Ordnungszahl die Abschlagslänge für „Zyklischen Vortrieb“ und die „Freie Standzeit“ für „kontinuierlichen Vortrieb“ ist.

Die zweite Ordnungszahl (Stützmittelzahl) wurde als Quotient aus der Summe der eingebauten, gewichteten Stützmittel je Laufmeter Tunnel zur entsprechenden Bewertungsfläche je Laufmeter Tunnel ermittelt.

Diese Einteilung in Vortriebsklassen wurde während des Vortriebs ständig an das Gebirge angepasst. Eine gute Zusammenarbeit von Bauausführung und Bauherrn ist Voraussetzung für diese Vorgehensweisen.

Mit Hilfe von Regelstützmittelplänen und den darauf zu findenden Vermerk „nach Erfordernis“ bei Anzahl und/oder Stärke der einzubauenden Stützmittel wurde in der Planung der Freiraum geschaffen, den man in der Ausführung benötigte, um auf die

wechselnden Verhältnisse zu reagieren. Damit einher ging allerdings eine Risikoumwälzung von den Planern auf die Ausführenden.

Durch die Klassifizierung nach der ÖN B2203 war keine exakte Trennung von Verhalten bzw. Eigenschaften des Gebirges gegeben. Folgende Zustände des Gebirges, deren getrennte Betrachtung von Bedeutung ist, wurden vermischt:

1. ohne Eingriff (unverritzt),
2. mit Eingriff (Ausbruch) und
3. mit Eingriff und Ausbau

Mit der Ende 2001 veröffentlichten, neuen ÖNorm B2203 -I [11] wird eine transparentere und nachvollziehbare Gebirgsklassifizierung angestrebt, um damit eine einfachere und genauere Kalkulation zu ermöglichen.

Diese neue ÖNorm wird später noch genauer vorgestellt, da sie das heute in Österreich gültige Regelwerk darstellt.

2.3 Quantitative Systeme

Sie haben einen rechnerischen Zugang zur Problematik und werden daher als „Quantitative Systeme“ bezeichnet.

Sie leiten aus einem oder mehreren Gebirgsparametern eine zahlenmäßig darstellbare „Gebirgsgüte“ (rating) ab, um damit Ausbruch und Stützung festzulegen.

2.3.1 D. U. Deere 1967 „RQD“

D. U. Deere entwickelte den „RQD“ (Rock Quality Designation Index), um eine qualitative Abschätzung des Gebirges an Hand von Bohrkernen zu ermöglichen. (aus Deere 1966, [12], Deere, 1976, [13])

Der RQD-Index ist als Prozentsatz der Summe der Länge der Stücke (länger als 10cm) des intakten zur Länge des gesamten Kern definiert.

$$RQD = \frac{\sum \text{Länge}_{\text{der Kernstücke}} > 10\text{cm}}{\text{Gesamtlänge}_{\text{des Kerns}}} * 100 \quad \text{in [\%]}$$

Der Durchmesser des Bohrkerns und die Bohrmethode gehen in die Berechnung nicht ein. Die ISRM (International Society for Rock Mechanics) schlägt ein Mindestdurchmesser von 2,15 inches oder 54,7 mm und eine Bohrung mittels Doppelkernrohr vor.

Auch die räumliche Orientierung der Bohrung im Gebirge und damit zu den vorhandenen Kluftscharen und/oder einer eventuellen Schieferung bleibt unberücksichtigt. Die Orientierung des Tunnelbauwerks zu Kluftscharen hat aber einen maßgeblichen Einfluss. Der RQD alleine ist kein geeignetes Instrument zur Festlegung des Ausbruchs und der Stützung.

Verwendung findet der RQD zur Beschreibung der Klüftigkeit des Gebirges, als ein Parameter von mehreren, in den von Bieniawski (RMR) und Barton (Q-value) entwickelten Systemen. Diese werden anschließend noch vorgestellt.

2.3.2 G. E. Wickham 1972, „RSR“

Das von Wickham vorgestellte „Rock Structure Rating“ (RSR) ist eine quantitative Methode, um die Gebirgseigenschaften und die geeigneten Stützmittel auf Basis des von ihm entwickelten Bewertungssystems zu berechnen (aus Wickham et al., 1972, [14]). Seine Erfahrungen beruhen auf kleinen Querschnitten und Ausbau mit Stahlbögen, obwohl er auch die Anwendung von Spritzbeton miteinbezog.

Alle Parameter werden rein numerisch bewertet. Der RSR setzt sich wie folgt zusammen:

$$\text{RSR} = \text{A} + \text{B} + \text{C}$$

Parameter A: Geologie

Parameter B: Geometrie

Parameter C: Bergwasser und Kluftzustand

Die Werte für die einzelnen Parameter können aus Tabellen entnommen werden.

Dieses System ist heute kaum in Verwendung, stellt aber die Basis für die Entwicklung der folgenden quantitativen Klassifizierungssysteme dar.

2.3.3 Z. T. Bieniawski 1976, 1989, „RMR“

Bieniawski verwendet in seinem Rock Mass Rating System, auch „Geomechanics Classification“ genannt, 6 Parameter, um das anstehende Gebirge zu beschreiben (aus Bieniawski, 1976, [15]). Dieses System wird weltweit sehr häufig angewendet und adaptiert. Bieniawski stellte 1989 eine neuere Version vor. (aus Bieniawski, 1989, [16]) Auch in diesem System werden den einzelnen Parametern Werte aus Tabellen und Tafeln zugewiesen, die aufsummiert den RMR-Wert ergeben.

Die 6 Parameter sind folgende: (englische Originalbezeichnung in Klammer)

Einaxiale Druckfestigkeit	(uniaxial compressive strength)
RQD Wert	(rock quality designation)
Kluftabstand	(spacing of discontinuities)
Kluftzustand	(condition of discontinuities)
Bergwasserverhältnisse	(groundwater conditions)
Kluftorientierung	(orientation of discontinuities)

Ausgehend von der Summe der einzelnen Bewertungen wird Ausbruch und Stützung festgelegt.

Die positiven Eigenschaften dieses Systems sind die einfache, schnelle und übersichtliche Anwendungsmöglichkeit. Diese haben dazu geführt, dass das RMR in der ganzen Welt zur Anwendung kommt. Es wurden mehrere weiterführende Systeme wie zu Beispiel MBR (modified basic RMR) (aus Cummings et al. 1982 [17] und Kendorski et al. 1983, [18]) und MRMR (mining RMR) (aus Laubscher und Page, 1990, [19]) entwickelt, die in speziellen Anwendungsgebieten gute Ergebnisse liefern.

Hohlraumgeometrie und –Größe gehen in die Berechnung des RMR nicht ein. Der Einfluss der Lage einzelner Störungen zum Tunnel kann ebenso nicht berücksichtigt werden.

Die Beurteilung der Gebirgsverhältnisse mittels des RMR sollte nicht über den Vorentwurf, eine Trassenauswahl oder Variantenstudien hinaus durchgeführt werden. (aus [3])

2.3.4 N. R. Barton 1974, „Q-Value“

Ausgehend von einer enormen Datenmenge aus vielen unterschiedlichen Fallstudien wurde in Norwegen von Barton der „Tunneling Quality Index“ (Q-Value) für die Bestimmung von Gebirgseigenschaften und Stützmitteleinsatz ausgearbeitet (aus Barton et al. 1974, [20]).

Der Q-Value ist wie folgt definiert und ergibt in einem logarithmischen Maßstab Werte von 0,001 bis 1000:

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

Dabei sind:

- RQD : Rock Quality Designation
- J_n : Anzahl der Klufscharen
- J_r : Kluftrauhigkeit
- J_a : Kluffüllungszustandsfaktor
- J_w : Klufwasserfaktor
- SRF : Stress Reduction Faktor

Der erste Quotient (RQD/J_n) bezeichnet die Struktur des Gebirges und die Block – bzw. Korngröße.

Der zweite Quotient (J_r/J_a) bezeichnet die Rauheits- und Reibungseigenschaften der Klüfte bzw. der Kluffüllungen.

Der dritte Quotient (J_w/SRF) besteht aus zwei Spannungsparametern und beschreibt den Wasserdruck im Gebirge, wobei SRF ein empirischer Faktor ist.

Die Werte für die einzelnen Faktoren sind auch hier speziellen Tabellen zu entnehmen, die von Barton erstellt wurden.

Nicht berücksichtigt werden auch in diesem System eine Reihe von Faktoren, wie zum Beispiel die Kluforientierung, Hohlraumgeometrie und die Lage singulärer Störzonen.

Ein weiterer von Barton entwickelter Parameter die so genannte „Equivalent Dimension“ (bezogene Ausbruchgröße) ist wie folgt definiert:

$$D_e = \frac{\text{Ausbruchspannweite, Durchmesser, Höhe[m]}}{\text{Excavation _ Support _ Ratio _ ESR}}$$

Dabei stellt ESR einen Faktor dar, der Qualitätsansprüche, Lebensdauer und Sicherheit berücksichtigt und von 5 (kurzzeitige Bergbau Hohlräume) bis 0,8 (untertägige Atomkraftwerke, Bahnhöfe oder andere öffentliche Zentren) reicht.

In einem Diagramm in dem D_e über Q aufgetragen ist, werden Ausbruchskategorien festgelegt.

Weiters wird die Länge der zu verwendenden Anker mit der Formel

$$L = \frac{2 + 0,15B}{ESR} \quad \text{angegeben, wobei } B \text{ die Ausbruchsbreite ist.}$$

Die maximale Spannweite lautet nach der Formel:

$$Max_Span = ESR \times Q^{0,4} \quad , \text{ wobei } Max_Span \text{ die ungestützte Spannweite ist.}$$

Anhand dieser weiterführenden Funktionen soll gezeigt werden, wiewehr die Komplexität des Gebirges in „quantitative Systemen“ vereinfacht wird.

2.3.5 E. Hoek 1980, 1994, „GSI“

Der GSI und das Hoek-Brown-Kriterium sind Basis eines der neuesten Klassifizierungssysteme. Die quantitative Abschätzung des Zerlegungsgrades und der Trennflächeneigenschaften des Gebirges durch den GSI ist Grundlage für weiterführende Anwendungen die zur Gebirgsklassifikation verwendet werden. In dieses System gehen viele Erfahrungen aus dem Umgang mit den älteren quantitativen Systemen ein. Der GSI, das Bruch-Kriterium und einige der Anwendungen werden im Folgenden vorgestellt:

1980 wurde von Hoek and Brown [21] das „Generalised Hoek-Brown criterion“ veröffentlicht. Dieses Bruchkriterium kann dazu verwendet werden, aus den in Laborversuchen ermittelten Werten für die Gesteinsfestigkeit eine „Gebirgsfestigkeit“ zu errechnen.

Dieser Vorgang stellt sich wie folgt dar (aus Hoek, 2000, [22]):

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_c \left(m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma_c} + s \right)^a$$

wobei σ'_1 die maximale effektiven Spannungen im Bruchzustand,
 σ'_3 die minimale effektiven Spannungen im Bruchzustand,
 m_b der Wert der Hoek-Brown Konstanten m_i ,
 σ_c die einaxiale Druckfestigkeit für „intact rock“,
 s und a vom Gebirge abhängige Materialparameter sind.

Die Autoren empfehlen eine möglichst große Anzahl an Triaxialversuchen, damit eine statistische Behandlung der Eingangswerte möglich ist. Auf den Einfluss der Feuchtigkeit der Proben wird hingewiesen, da sie die Gesteinsfestigkeiten maßgebend verändern kann. Ein möglichst „natürlicher“ Feuchtigkeitsgehalt wird zur Durchführung der Versuche empfohlen.

Der Einfluss des Winkels zwischen der Belastungsrichtung und einer eventuell vorhandenen Schieferung oder Schichtung auf die Gesteinsfestigkeit, soll durch eine gezielte Verwendung der im Labor gewonnenen Werte berücksichtigt werden.

Mit einer weiteren Formel wird der Einfluss der Probengröße beschrieben.

Bei steigender Größe fallen die im Labor erreichten Festigkeiten. Das wird auf eine höhere Anzahl an „grains“ (dt. Körner), eigentlich Schwächezonen, in den Proben zurückgeführt.

$$\sigma_{cd} = \sigma_{c50} \left(\frac{50}{d} \right)^{0,18}$$

σ_{cd} einaxiale Druckfestigkeit bei Durchmesser d
 σ_{c50} einaxiale Druckfestigkeit bei Durchmesser 50mm

Das Hoek-Brown Kriterium ist nur für eine bestimmte Art von Gebirge anwendbar, und wird vom Autor auch nur für dieses isotrope, ausreichend durch Trennflächen mit ähnlichen Oberflächeneigenschaften zerlegte, und von ihm „Hoek-Brown material“ genannte Gestein [22], empfohlen.

1994 [23] hat Hoek den

GSI (Geological Strength Index) vorgestellt

Mit dem GSI stellt Hoek ein quantitatives System zur Verfügung, mit dessen Hilfe die Abnahme der Gebirgsfestigkeit für bestimmte geologische Verhältnisse rechnerisch abgeschätzt werden kann. Dabei wird ebenfalls eine Matrix verwendet, die in den Zeilen die Struktur des Gebirges (Verzahnung der einzelnen Gesteinsblöcke) und in den Spalten die Trennflächenbeschaffenheit, (Rauhigkeit, Verwitterung, Füllung, etc.) qualitativ darstellt.

Mit dem aus der Matrix gefundenen Wert für den GSI können über weitere Formeln die Eingabeparameter m_b , s und a berechnet werden.

Für GSI-Werte >25 gilt:

$$\frac{m_b}{m_i} = \exp\left(\frac{GSI - 100}{28}\right) \quad s = e^{\left(\frac{GSI - 100}{9}\right)} \quad a = 0,5$$

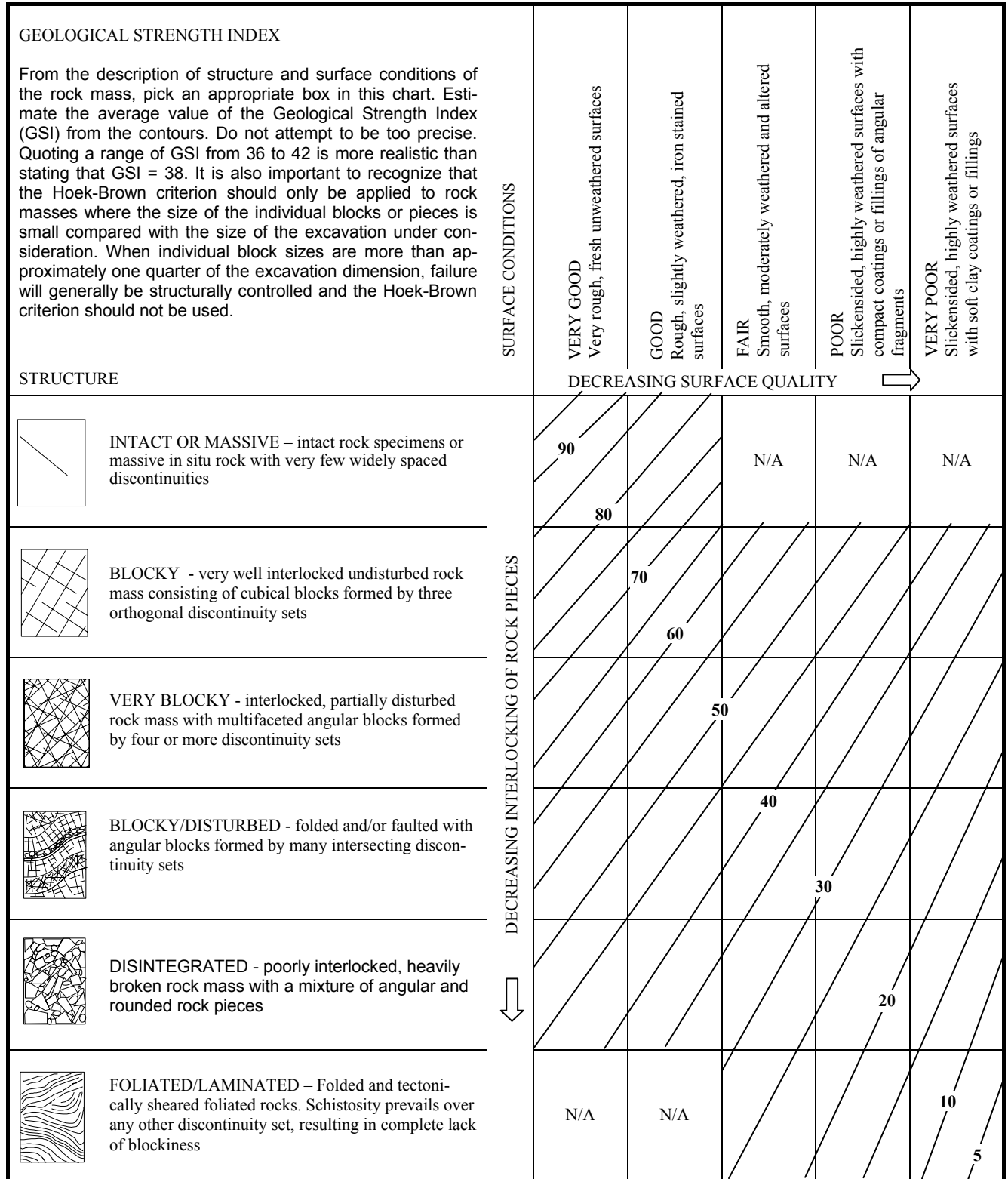


Abbildung 1. GSI Index nach Hoek

Hoek weist auf die Auswirkungen des unachtsamen Sprengens hin. Das Gebirge wird stärker zerlegt, als es im unverritzten Zustand ist, für den man jedoch die Einschätzung mittels GSI vorzunehmen hat.

Für Gebirge, deren GSI Wert unter 25 fällt, gilt das „Modified Hoek-Brown criterion“. Dieser Übergangswert ist rein willkürlich angenommen (aus Hoek, 2000, Seite 172, [22]). Für GSI Werte unter 25 stellen sich damit die Berechnungsformeln für s und a wie folgt dar:

$$s = 0$$

$$a = 0,65 - \frac{GSI}{200}$$

Es gibt weiterführende Anwendungen dieses Systems, von denen hier einige vorgestellt werden, da sie später in dieser Arbeit verwendet werden:

➤ Einaxiale Gebirgsdruckfestigkeit

Ausgehend von der Einaxialen Druckfestigkeit des Gesteins (σ_{ci} , UCS_{iR}) wird mit Hilfe des Hoek-Brown Kriteriums die Gebirgsdruckfestigkeit (σ_{cm} oder UCS_{RM}) abgeleitet [22].

Der Berechnung liegt ein fiktiv durchgeführter Triaxial-Versuch (eigentlich biaxial, da $\sigma_2 = \sigma_3$) zugrunde. Die σ_3 -Laststufen sind von σ_{ci} abhängig und die zugehörige σ_1 Werte werden nach dem nicht linearen Hoek-Brown Kriterium berechnet.

Die sich ergebende Kurve wird durch eine Gerade mit der Steigung k angenähert. Daraus erhält man die Gebirgsfestigkeit:

$$\sigma_{cm} = \sigma_1 - k * \sigma_3$$

➤ Vergleich mit Mohr-Coloumbschen Bruchkriterium

Aus diesem errechneten Triaxial-Versuch können auch die entsprechenden Mohr-Coulomb Parameter c und ϕ berechnet werden.

Die Umrechnung der Hoek-Brown Parameter GSI, UCS und m_i zu den Parametern des linearen Mohr-Coulomb- Bruchkriterium (Parameter c und ϕ) ermöglicht einen Vergleich der beiden Kriterien.

➤ Umrechnung zu RMR

Von Hoek selbst wird eine direkte Umrechnung von GSI zu Bieniawskis RMR₈₉ angegeben. Diese gilt lt. Hoek für einen Bereich von GSI>25 („better quality rock masses“) und bestimmten RMR Faktoren.

$$GSI = RMR_{89} - 5$$

➤ Bruch- oder Plastifizierungszonentiefe (BZT, r_p/r₀)

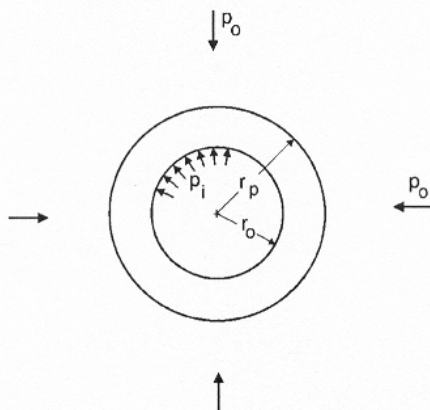
Sie stellt eine quantitative Schätzung dar, wieweit eine plastische Deformationszone (r_p) rund um einen kreisförmigen Tunnel (r₀) in das Gebirge mit dem hydrostatischem Primärspannungszustand p₀ wandert.

$$\frac{r_p}{r_0} = \left[\frac{2 * (p_0 * (k - 1) + \sigma_{cm})}{(1 + k) * ((k - 1) * p_i + \sigma_{cm})} \right]^{\frac{1}{k-1}} \quad \text{BZT} = r_p - r_0 \text{ [m]}$$

➤ Radial-Deformation (u_{ip}/r₀, Δr/r₀)

$$\frac{u_{ip}}{r_0} = \frac{(1 - \nu)}{E} * \left[2 * (1 - \nu) * (p_0 - p_{cr}) * \left(\frac{r_p}{r_0} \right)^2 - (1 - 2\nu) * (p_0 - p_i) \right] \quad \Delta r / r_0$$

wobei: $p_{cr} = \frac{2 * p_0 - \sigma_{cm}}{1 + k}$; $k = \frac{1 + \sin \Phi}{1 - \sin \Phi}$



- p₀ primärer Spannungszustand
- p_i Auskleidungswiderstand
- r_p Radius der Plastifizierungszone
- r₀ Radius des Tunnes
- E Gebirgs E-Modul
- ν Poisson Zahl
- σ_{cm} Gebirgsdruckfestigkeit

Abbildung 2. Plastifizierungszone nach Hoek aus [21]

Diese Anwendungen des GSI zur Berechnung der Bruchzonentiefe wird zur Abgrenzung der Gebirgsverhaltenstypen herangezogen.

➤ Gebirgs E-Modul

Zusätzlich ist eine Abschätzung des E-Moduls des Gebirges mittels des GSI möglich. Diese beruht auf der Arbeit von Serafim und Pereira ([24]) die ihre Erfahrungen anhand von Gründungsberechnungen an einem Damm bei recht guten Gebirgsverhältnissen gemacht haben.

Nach Hoek wird jedoch der ursprünglich verwendete RMR Wert durch den GSI ersetzt und die einaxiale Druckfestigkeit mit 100MPa nach oben begrenzt.

$$E_m = \sqrt{\frac{\sigma_{ci}}{100}} * 10^{\left(\frac{GSI-10}{40}\right)} \quad [\text{GPa}] \quad \text{für } \sigma_{ci} < 100\text{MPa}$$

$$E_m = 1000 * 10^{\frac{(GSI-10)}{40}} \quad [\text{GPa}] \quad \text{für } \sigma_{ci} > 100\text{MPa}$$

Ergebnisse dieser recht einfachen Abschätzung de E-Moduls sollten vor allem für schlechteres Gebirge sehr vorsichtig verwendet und stets hinterfragt werden. Wichtige Parameter wie primärer Spannungszustand, Verformungsrichtung bleiben unberücksichtigt.

Wird der GSI und weiterführende Anwendungen zur Gebirgsklassifizierung und damit zur Festlegung für Ausbruch und Stützung im Tunnelbau verwendet muss folgendes berücksichtigt werden:

Es gibt einen großen Freiraum in der Ermittlung des GSI. Wichtige Gebirgs- und Hohlraumparameter, wie Bergwasser, Hohlraumgeometrie und –größe bleiben unberücksichtigt. Der primäre Spannungszustand wird hydrostatisch angenommen. Damit können z.B. einzelne Situationen, wie die Annäherung und das Durchfahren einer Störung mit dem Vortrieb nicht modelliert werden.

2.4 ÖNORM B2203-1, “Zyklischer Vortrieb“, 2001

Neben den bereits erwähnten und weiteren Anpassungen, wie eine neue Bewertung der Stützmittel, einigen neuen Begriffsdefinitionen und der Neuregelung des Umgangs mit Bergwasser, stellt die Ausgliederung der Gebirgsklassifizierung und der geomechanischen Planung in eine Richtlinie [1] eine wesentliche Neuerung zur alten ÖNORM dar.

Erhalten und leicht modifiziert dagegen wurde die Einteilung des Vortriebs mittels der Vortriebsklassenmatrix. Dabei wurde das bewährte System der zwei Ordnungszahlen (Abschlagslänge und Stützmittelzahl) aus der bisher gültigen ÖNORM übernommen. Die Vortriebsklassen dienen rein der Leistungsbeschreibung und der Vergütung nicht aber der Gebirgsbeschreibung oder -klassifizierung.

Richtlinie für die Geomechanische Planung von Untertagebauarbeiten mit zyklischem Vortrieb

Diese Richtlinie ist die jüngste Entwicklung in der österreichischen Tradition der Gebirgsklassifizierung. Die größten Neuerungen und Verbesserungen bestehen in einer klaren, vorgegebenen Strukturierung der Vorgangsweise.

Eine transparente und nachvollziehbare Dokumentation aller Annahmen und Entscheidungen wird angestrebt.

Weiters wurde eine klare Trennung in der Beschreibung des Verhaltens des Gebirges in drei Phasen durchgeführt. Gebirge vor bzw. nach dem Ausbruch sowie mit und ohne Stützung werden in der Terminologie und ihrem Verhalten nach streng getrennt. Das hat zu folgender Struktur und Vorgehensweise geführt:

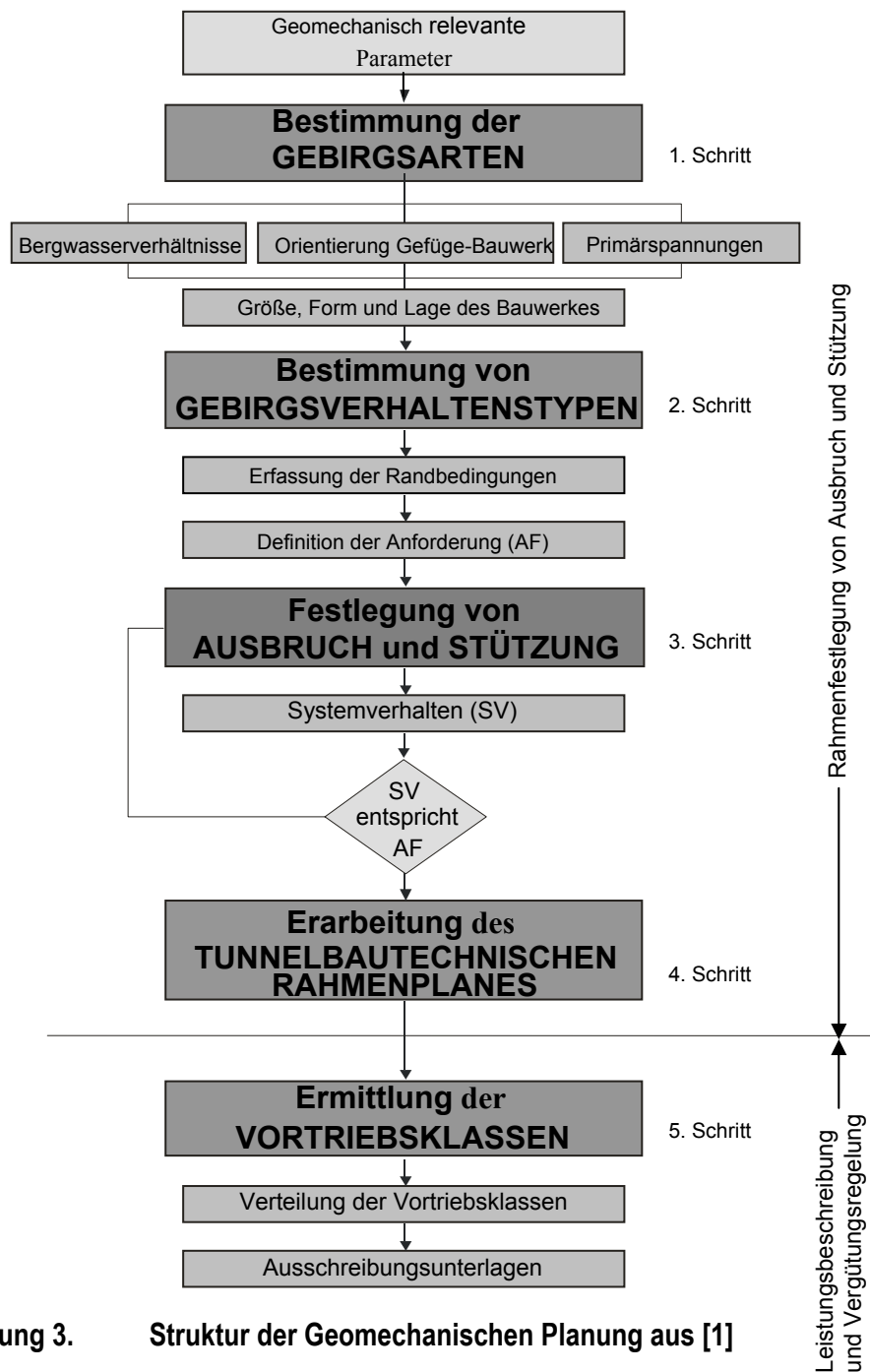


Abbildung 3. Struktur der Geomechanischen Planung aus [1]

Wie aus der Abbildung 3 ersichtlich ist, wird die Gebirgsklassifizierung in 2 Schritte unterteilt, und zwar in die Bestimmung von Gebirgsarten und Gebirgsverhaltenstypen.

Die genaue Vorgangsweise wird in Kapitel 4 dieser Arbeit vorgestellt.

2.5 Schlussfolgerungen

Es wird Augenmerk auf die praktische Durchführbarkeit und Anwendbarkeit von probabilistischen Methoden gelegt.

2.5.1 Österreichische Klassifizierung

Die Österreichische Klassifizierung basiert auf einem ingenieurmäßigen Modell, welches das Zusammenspiel aus Gebirge, Ausbruch und Randbedingungen beinhaltet. Einen wichtigen Platz nimmt dabei die Aktualisierung und Anpassung der in der Planung erstellten Vorhersage, durch die, während des Ausbruchs gewonnene Information dar (aus Riedmüller et al., 1999, [25]). Dies bedarf einer großen Erfahrung im Umgang mit dem Gebirge und in der Abschätzung seines Verhaltens. Der in der Praxis übliche Weg ist heute auf die bisher gültige ÖNORM B2203 zugeschnitten. Dabei wurden Gebirgsbeschreibung und Abrechnungsklassen nicht sauber getrennt.

Durch die neue ÖN B2203 -1 wird die Gebirgsklassifizierung in die Richtlinie ausgliedert. Die Abrechnungsbasis stellen weiterhin die Vortriebsklassen dar, deren Ermittlung durch die ÖNORM geregelt wird.

Durch die große Freiheit mit der dieses System auf die projektspezifischen Bedürfnisse angewendet werden soll, ist der Einsatz von Probabilistik in unterschiedlichen Phasen und Bereichen der Planung jederzeit möglich.

2.5.2 Quantitative Systeme

Quantitative Systeme wie RMR, Q-Value und RSR liefern aus einem oder mehreren Parametern eine zahlenmäßig darstellbare Gebirgsgüte auf deren Basis Ausbruch und Stützung festgelegt wird. Die Auswahl dieser Parameter ergibt sich aus der Erfahrung ihrer jeweiligen „Erfinder“. Sie sind daher höchstens für Gebirgseigenschaften, die ihrem Ursprung ähnlich sind, anzuwenden und liefern dort gute Ergebnisse. In heterogenem Gebirge (zum Beispiel den Alpen) sind sie aber kaum anwendbar (aus Riedmüller et al., 1999, [25]).

Der GSI und das Bruchkriterium von Hoek haben mehrere weiterführende Anwendungen, die zusätzliche Informationen über das Verhalten des Gebirges liefern. Sie werden aber ebenso nur aus wenigen Gebirgsparametern errechnet. Mit Bedacht verwendet und eingebettet in weitere Parameter eines Klassifizierungsmodells stellen der GSI und diese Anwendungen aber verwendbare Werkzeuge dar.

Alle quantitativen Systeme ermöglichen einen leichten Einsatz von Methoden der Wahrscheinlichkeitsrechnung. Ihre Eingabeparameter können einfach durch Verteilungsfunktionen beschrieben werden. (z.B.: [22])

3. BERÜCKSICHTIGUNG DER WAHRSCHEINLICHKEIT

3.1 Einzug der Probabilistik in die Geotechnik

Bereits Anfang der achtziger Jahre hat sich **Herbert H. Einstein** mit dem Problem der Unschärfe der Parameter und der Prognosemodelle und dem damit verbundenen Einzug der Probabilistik und Statistik in den Tunnelbau beschäftigt.

Seine Veröffentlichungen in der Zeitschrift „Rock mechanics“ (Einstein et. Alt., 1982, [26], Einstein et. Alt., 1983, [27]), und sein Vortrag über „Entscheidungshilfen im Tunnelbau“ (Heinstein, 1996, [28]) werden anschließend genauer betrachtet.

Vor allem in der Bodenmechanik (Turner, 2000, [31]) gibt es Veröffentlichungen, die mit statistischen und probabilistischen Werkzeugen die Streuung von Bodenparametern und ihre Auswirkung behandeln.

Da die Richtlinie und die neue ÖNORM erst seit Ende 2001 veröffentlicht und damit gültig sind, konnte im Zuge der Recherchen für diese Arbeit kein Autor gefunden werden, der mittels probabilistischer Darstellung der Eingangsparameter eine wahrscheinliche Gebirgstypenverteilung nach der „Richtlinie“ ermittelt.

3.2 Probabilistisches Werkzeug

Um mit dem stochastischen Werten der verschiedenen Parameter umzugehen, ist es notwendig statistische und probabilistische Werkzeuge anzuwenden.

3.2.1 Verteilungen

Durch Verteilungsfunktionen können die Schwankungen der einzelnen Parameter beschrieben werden. Sind genügend viele Parameterwerte bekannt, kann die passende Verteilungsfunktion errechnet werden. Es gibt verschiedene Verfahren zur Berechnung der Abweichung der gewählten Verteilung von der tatsächlichen Streuung der Werte (aus Weber, 1988, [29], @RISK, 2002, [30]).

Zwei werden hier näher vorgestellt, da sie später nochmals erwähnt werden.

- $\chi^2 - Test$ (Chi-Quadrat-Test)

$$\chi^2 = \sum_{i=1}^K \frac{(N_i - E_i)^2}{E_i}$$

K....	Anzahl an Merkmalsklassen
N_i	tatsächliche Besetzungshäufigkeit der i-ten Merkmalsklasse
E_i	theoretische Besetzungshäufigkeit der i-ten Merkmalsklasse

- Kolmogorow–Smirnow – Test (K-S-Test)

$$D_n = \max |F_n(x) - F(x)|$$

n....	Anzahl an Datenpunkten
$F_n(x)$...	(Anzahl der Stichproben $\leq x$) / x
$F(x)$...	angepasste Verteilungsfunktion

Ein Vergleich der beiden Tests (aus Weber, 1988, [29]) zeigt, dass der „Chi-Quadrat-Test“ für große Datenmengen besser geeignet ist, da mit gruppierten Daten (Merkmalsklassen) gearbeitet wird. Im K-S-Test werden alle n-Stichproben (Datenpunkte) zur Bewertung verwendet.

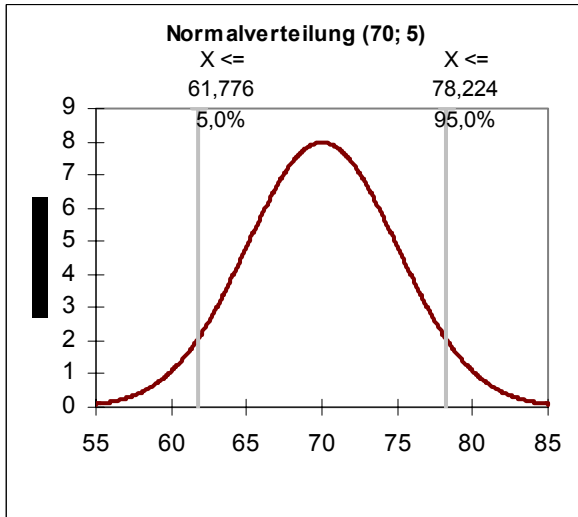
In der Geotechnik liegen zur genauen Ermittlung der Verteilungsfunktionen zur Beschreibung von Parametereigenschaften meist wenige Messungen oder Versuchsergebnisse vor. Die Wahl der Verteilungsfunktionen für zum Beispiel Trennflächenabständen und Gesteinsfestigkeiten wird projekt- und aufgabenspezifisch durchgeführt.

Hoek [22] hat als Beispiel UCS, GSI und m_i jeweils normalverteilt angenommen.

Normalverteilungen werden durch den Mittelwert (mean value) und die Standardabweichung (standard deviation) definiert. Sie können auf zwei Arten dargestellt werden:

Beispiel: Einaxiale Gesteinsdruckfestigkeit (UCS, σ_{ci}):
 normalverteilt, Mittelwert 70 MPa, Standardabweichung 5 MPa

Häufigkeitsverteilung:
 Wahrscheinlichkeitsdichtefunktion



kumulative Darstellung:
 Verteilungsfunktion

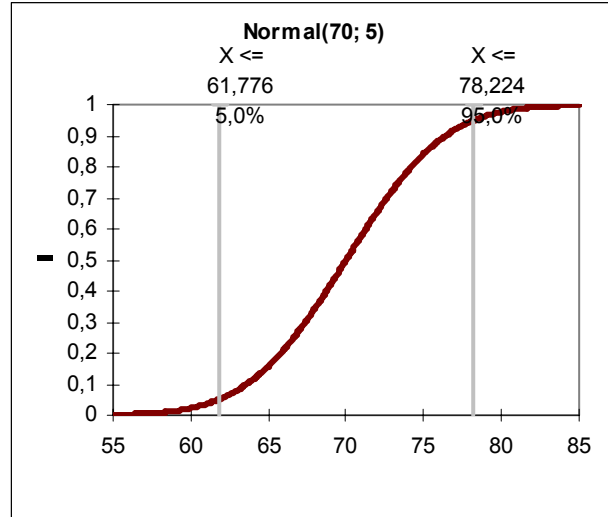


Abbildung 4. Darstellungsarten der Verteilungsfunktionen (aus [30])

3.2.2 Monte Carlo Methode (MC-sampling)

Es handelt sich um eine vollkommen zufallsbedingte Simulation, bei der allen durch einen Zufallszahlengenerator erzeugten Zufallszahlen ein Wert der kumulativen Verteilung zugewiesen wird. Mit diesem Wert wird die gewünschte Berechnung durchgeführt. Dabei werden Werte, die eine höhere Wahrscheinlichkeit haben, öfter „gezogen“ als andere. Werden Verteilungsfunktionen auch durch Werte mit geringer Wahrscheinlichkeit stark beeinflusst, ist eine sehr große Anzahl an Iterationen notwendig, um nicht falsche Ergebnissen zu erhalten.

Beispiel (Abbildung 5): Die 5 gezogenen Werte fallen in die Mitte der kumulativen Verteilung. Wo die Kurve am steilsten ist, ist die Wahrscheinlichkeit am höchsten. Werte am Rand der Verteilung sind nicht vertreten und so werden ihre Auswirkungen auf die Ergebnisse in der Simulation nicht berücksichtigt. Es kommt zum so genannten „clustering“, einer nicht repräsentativen Anhäufung von Werten. Mit einer genügend großen Anzahl an Werten kann dieser Fehler minimiert werden, es erfordert jedoch höheren Rechen- und Zeitaufwand.

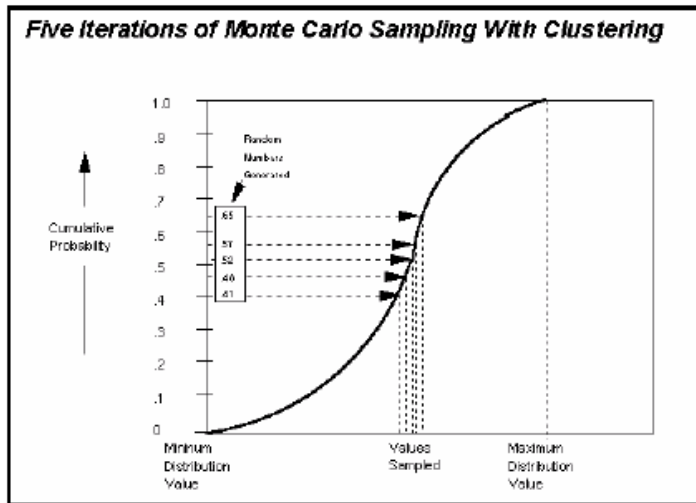


Abbildung 5. Monte Carlo Simulation [30]

3.2.3 Latin Hypercube Methode (LH-sampling)

Bei dieser jüngeren Methode wird der Ort, an denen die Werte aus der Verteilung gezogen werden, durch eine Aufteilung in Intervalle vorgeschrieben. Dadurch kann mit einer geringeren Anzahl an Simulationen ein repräsentatives Ergebnis erzielt werden.

Bei einer komplexen Berechnung und einer hohen Anzahl an Input-Verteilungen verringert diese Methode die Rechenzeit. Sie ist aber nicht mehr rein stochastisch, da auf die Auswahl der Werte Einfluss genommen wird.

Beispiel: Die 5 Werte werden aus vorgeschriebenen Intervallen gezogen und geben so ein besseres Bild der Verteilung wieder.

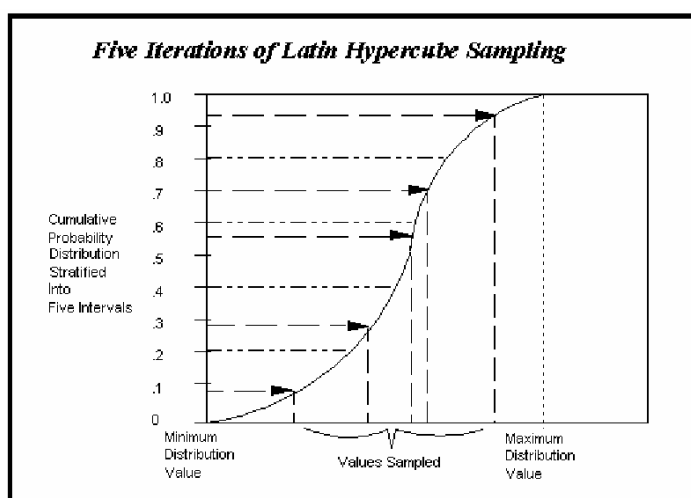


Abbildung 6. Latin Hypercube Simulation [30]

Durch die Leistungsfähigkeit der heutigen Computer stellt der Bedarf an Rechenleistung bei dem hier verwendeten, einfachen System kein Entscheidungskriterium dar.

Eine grundlegende Problematik, die allen diesen Anwendungen gemeinsam ist, stellen die verschiedenen Arten der „Unschärfe“ bzw. der Fehler der Daten dar.

3.3 Gründe von Unschärfe

Es muss zwischen drei Ursachen für die Unschärfen eines Prognosemodells unterschieden werden: (aus Einstein et. alt., 1983, [27], Thurner, 2000, [31])

- Tatsächlich vorhandene Unschärfe
- Mangelnder Kenntnisstand
- Menschliche Fehler

3.3.1 Tatsächlich vorhandene Unschärfe

Die durch Versuche oder Recherchen festgestellten Größen eines oder mehrerer Parameter, können immer nur Stichproben im dreidimensionalen Raum des Gebirges sein. Die Eigenschaften eines Parameters sind einer natürlichen Streuung unterworfen, die nur mit möglichst vielen (~100) Stichproben in der gleichen (geologischen) Einheit durch statistische Größen beschrieben werden kann. Dies ist bei boden und -felsmechanischen Untersuchungen nahe der Oberfläche noch möglich, wenn auch praktisch kaum durchführbar. Im Tunnelbau ist sehr hoher Zeit- und Kostenaufwand aufgrund der Überlagerung notwendig, um hunderte Tests durchzuführen, nur um einen Parameter statistisch exakt darstellen zu können. Die Ausnahme hierin bilden Klüfte (aus Einstein et alt. 1982, [26]) die durch einen jedoch ebenfalls enormen (Zeit-) Aufwand gezählt und statistisch bearbeitet wurden.

3.3.2 Mangelnder Kenntnisstand

Ein geologisches Prognosemodell eines Gebirges ist immer eine Extrapolation der in den vorhergehenden Untersuchungen gefundenen Daten. Es kann nur mit vereinzelt Bohrungen, die bei tiefer liegenden Tunnels meist nicht bis auf die Tunnelachse reichen, „geeicht“ werden. Dabei können folgende Unschärfen unterschieden werden:

Messunschärfe: Messfehler können aufgrund der Imperfektionen der Probe und der Messinstrumente auftreten.

Modellunschärfe: Das vom Geologen modellierte System von Faltungen, Überlagerungen, Trennflächen, Homogenbereichen etc. ist eine Schätzung aufgrund der geologischen und geotechnischen Untersuchungen. Die im Vortrieb auf Tunnelniveau angetroffenen Eigenschaften werden sich von den prognostizierten in Ort, Lage und Höhe unterscheiden.

statistische Unschärfe: Aufgrund der meist zu geringen Anzahl von Daten zur statistischen Bearbeitung (Versuchsergebnisse, Messungen etc.) treten abhängig von der verwendeten statistischen Methode Unschärfen auf.

3.3.3 Menschliche Fehler

Menschliche Fehler und Irrtümer können in jedem Bereich und Stadium der Bearbeitung eines Projektes auftreten. Sie sollten aber schnell entdeckt werden, da meist ein Team von Geologen und Ingenieuren an einem Projekt arbeitet und so Fehler rasch auffallen und ausgemerzt werden können. Fehler in der Prognose fallen wiederum unter Modellunschärfe und werden dort berücksichtigt.

3.4 Methode nach Herbert H. Einstein

In seinen 1982 [26] und 1983 [27] im „Rock Mechanics“ erschienen Publikationen bringt er gemeinsam mit G.B. Baecher zuerst allgemeine Betrachtungen über die Anwendung der Statistik in der Geotechnik, und zeigt in weiterer Folge die Schwierigkeiten auf, die vorliegende Datenmenge (Klüfte) mittels der richtigen Verteilung zu modellieren.

1996 präsentierte Herbert H. Einstein die „Entscheidungshilfen für den Tunnelbau, (EHT)“ an der TU-Graz. ([28], [32])

Er stellt in seinem Vortrag zwei Verfahren vor, die es ihm erlauben, die anteilmäßige Verteilung der Gebirgseigenschaften entlang der Tunnelachse mittels Wahrscheinlichkeiten abzuschätzen.

Zuvor müssen von ihm jedoch bestimmte Definitionen getroffen werden, die eine Klassifizierung ermöglichen.

3.4.1 Grundlegende Definitionen

- Definition von Parametern
- Zuweisung von Parameterzuständen, - werten oder - bereichen
- Zusammenfassung von Parameterkombinationen zu Gebirgsklassen

Folgende Tabellen führt Einstein in seinem Vortrag zur Verdeutlichung an:

Parameter Wert	Parameter			
	Lithologie R	RQD D	Verwitterung E	Wasser W
1	Schiefer	(75 - 100)	leicht	wenig
2	Metaquarzit	(25 - 75)	stark	mittel
3	Diorit	(0 - 25)		viel
4	Quarzit			

Tabelle 1. Definition von Parametern, nach Einstein [28]

Verschiedenen Parametern wie Lithologie, RQD, Verwitterung oder Wasser werden verschiedene Parameterwerte oder Wertebereiche zugewiesen. So kann zum Beispiel der Parameter 4 (Wasser) die Zustände „wenig“, „mittel“, oder „stark“ annehmen, was zugleich den Parameterwerten 1, 2, und 3 entspricht.

In der Tabelle 2 erkennt man, wie eine entsprechende Kombination von Parameterwerten zu Gebirgsklassen zusammengefasst wird.

GC	Parameter Werte			
	R	D	E	W
1	1,2,3	1	1	1,2
2	4	1	1	1,2
3	1,2,3,4	2	1	2
4	1,2,3,4	3	1	3
5	1,2,3,4	3	2	1,2,3

Tabelle 2. Zusammenfassung zu Gebirgsarten, nach Einstein [28]

Das bedeutet, dass es sich zum Beispiel um Gebirgsklasse 1 (GC 1) handelt, wenn folgende Parametereigenschaften auftreten:

Lithologie (R): Schiefer, Metaquarzit, oder Diorit

Klüftung (D): RQD Wert zwischen 75 – 100

Verwitterung (E): leicht

Wasserzutritt(W): leicht bis mittel

So ist jederzeit eine einfache Zuweisung von Ausbruchsart und Stützmitteleinsatz möglich, sofern bekannt ist, wie sich die einzelnen Parameterwerte entlang der Tunnelachse verteilen. Genau das ist jedoch die Schwierigkeit, für die Einstein zwei Verfahren vorgestellt hat.

3.4.2 Verfahren zu Ermittlung der Aufttrittswahrscheinlichkeit

3.4.2.1 Verfahren mittels Parameterbäumen

Anhand eines mit Aufttrittswahrscheinlichkeiten belegten Baumes werden alle möglichen Kombinationen der verschiedensten Parameter dargestellt. Das Produkt der Teilwahrscheinlichkeiten entlang eines bestimmten Pfades, die den einzelnen Ästen zugeschrieben werden, ergibt die Eintrittswahrscheinlichkeit eines bestimmten geologischen Zustandes.

Diese Berechnung muss nicht nur für jeden Endknoten eines Baumes, sondern auch für alle Gesteinsarten (weitere Bäume) eines Abschnittes durchgeführt werden. Weiters sind bei jedem Abschnittwechsel neuerlich alle Parameterbäume zu berechnen. Sind so alle möglichen Kombinationen mit ihren Wahrscheinlichkeiten ermittelt, ist die Gebirgsklassifizierung mittels der vorher gezeigten Methode (Tabelle 1 und 2) möglich.

Bei der Verwendung von mehreren Parametern würde die Tiefe der Bäume um weitere Ebenen und die möglichen Endknoten um ein vielfaches vermehrt werden. Dies würde zu einer Einschränkung in der Anwendung dieser Methode führen.

3.4.2.2 Verfahren mittels Markov Prozeß

Beim Markov Prozess bzw. den Markov Ketten (in der Literatur auch Markoff genannt, (aus [32]) handelt es sich um einen stochastischen Prozess durch den verschiedene Zustände von Zufallsgrößen nur von zeitunabhängigen Übergangswahrscheinlichkeiten und Verweildauern und nicht vom davor liegenden Zustand beschrieben werden. Man kann damit allgemeine Zustände in der Natur mathematisch abbilden, in denen gilt, dass die Zukunft von der Vergangenheit unabhängig ist, wenn die Gegenwart bekannt und gegeben ist.

Herbert H. Einstein hat einen Weg gezeigt die wahrscheinliche Abfolge der Gebirgseigenschaften in einem Gebirge zu modellieren.

Notwendig dazu ist es, die Übergangswahrscheinlichkeiten der einzelnen Parameter ($P_{\ddot{u}}$) untereinander und die mittlere Auftretenslänge L_{mittel} zu definieren.

	$P_{\ddot{u}} = ?$	$P_{\ddot{u}} = ?$
Schiefer	Granit	Phyllit
$L_{mittel} = ?$	$L_{mittel} = ?$	$L_{mittel} = ?$

Tabelle 3. Definition von Übergangswahrscheinlichkeiten, nach Einstein [28]

Mit diesen Ausgangswerten ist es unter Verwendung des Markov Prozesses möglich, die Verteilung der Wahrscheinlichkeiten der Parameterwerte jedes einzelnen Parameters (Bsp. Lithologie) entlang der Tunnelachse darzustellen.

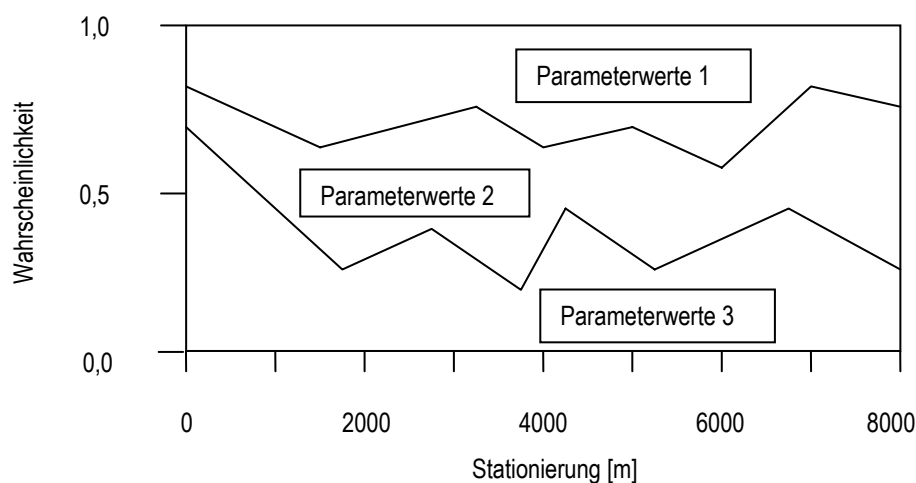


Abbildung 7. Verteilung der Parameterwerte, nach Einstein [28]

Abbildung 7 zeigt die Verteilung der Parameterwerte eines einzelnen Parameters entlang der Tunnelachse.

Werden alle für eine Gebirgsklassifizierung nötigen Parameter auf diese Weise berechnet, können die Wahrscheinlichkeiten der auftretenden Gebirgsklassen nach Tabelle 2 entlang der Tunnelachse entwickelt werden. Ausschlaggebend sind dabei die Wahrscheinlichkeiten aller Parameterwerte an einer bestimmten Stationierung.

Diese Methode bedient sich mit dem Markov Prozess eines sehr komplizierten mathematischen Verfahrens, das nur unter ganz genau und streng definierten Bedingungen anwendbar ist.

Damit ist einerseits wenig Freiraum gegeben, um dieses System auf wechselnde Bedingungen und Anforderungen anzuwenden, andererseits ist der mathematische Aufwand hoch.

Das sowohl „DAT“ (Decision Aid for Tunneling) als auch „EHT“ (Entscheidungshilfen für den Tunnelbau) genannten Werkzeug wurde eingesetzt, um Tunnelbauvorhaben zu simulieren. Damit können Annahmen über Bauablauf und Baustellenkosten optimiert werden. In den vorgestellten Fallstudien (Einstein et al., 1998, [33], Einstein et al., 1996, [34]) stellt jedoch der Einfluss der Geologie bzw. der Gebirgstypen nur einen untergeordneten Faktor dar und die Kostenoptimierung des Bauablaufes steht im Vordergrund.

Zum Einsatz kamen die „EHT“ zur Kosten -und Bauzeitschätzung beim Gotthard- und Lötschbergbasistunnel in der Schweiz (Dudt und Descoeurdes, 1999, [35]). Hier wurde zur stochastischen Betrachtung der Abläufe die Monte Carlo Simulation verwendet. Damit ist dieses System in der Lage, verschiedenste mit Unsicherheiten behaftete Eingangsparameter miteinander zu verknüpfen, und wahrscheinliche Ergebnisse der Bauzeit und Baukosten zu liefern.

Die Gebirgsklassifizierung stellt dabei einen Bereich der Eingabeparameter dar und wurde nicht mittels Markov-Ketten durchgeführt. Auch hier wurde auf eine bereits vorhanden Verteilung der GA entlang der Tunnelachse zurückgegriffen [35].

Das von H.H. Einstein entwickelte System der EHT ist ein geeignetes Werkzeug, um größere Bauvorhaben zu simulieren und so Engpässe im zeitlichen Ablauf im Vorhinein erkennen zu können. Das übergeordnete Ziel ist eine Baukosten- und Bauzeitabschätzung.

4. METHODIK ZU ERMITTLUNG DER GVT

4.1 Einleitung

Die neue Richtlinie [1] sieht eine Unterteilung in zwei grobe Schritte vor:

Zuerst wird das unverritzte Gebirge charakterisiert und in Gebirgsarten (GA) eingeteilt. Danach wird das (theoretische) Verhalten des Gebirges nach dem Ausbruch ohne Stützmittel abgeschätzt und die so genannten „Gebirgs-Verhaltens-Typen“ (GVT) ermittelt.

Eine Unterscheidung bzw. Klassifizierung basiert auf Unterscheidungskriterien (Parameter). Für diese sind Grenzen zu definieren. Werden von einem oder mehreren Parametern diese Grenzen über- oder unterschritten, stellt dies einen Übergang von einer Klasse zu einer anderen dar.

Die festgesetzten Grenzen der einzelnen Parameter sind frei zu wählen. Es soll angestrebt werden für alle Parameter ähnlich viele Bereiche zu entwickeln, nicht zu fein zu unterteilen und doch signifikante Unterschiede gut darstellen zu können.

4.1.1 Arten von Parametern

Es treten folgende Arten von Parameter auf:

1. beschreibende: die Eigenschaft wird in Worten beschrieben
2. konstante: die Eigenschaft wird für den untersuchten Bereich als konstant betrachtet
3. deterministisch variierbare: die Eigenschaft wird in festgelegten Schritten variiert
4. probabilistische variierbare: die Eigenschaft wird durch probabilistische Parameter (Mittelwert, Standardabweichung, Versuchsanzahl, Verteilungsform) dargestellt.

Eigenschaften, die in der Natur mit einer stochastischen Streuung auftreten, werden durch eine probabilistische Darstellung der Parameter beschrieben. Dabei ist es notwendig, die Verteilungsfunktion so zu wählen, dass sie dem natürlichen Auftreten am besten entspricht.

Werden Verteilungsfunktionen verwendet, sind in jedem Fall Mittelwert und Standardabweichung anzugeben.

Ist zusätzlich die Versuchsanzahl bekannt, wird die Aussagekraft deutlicher und zusätzlich notwendige Untersuchungen können gezielter durchgeführt werden.

4.1.2 Auswahl von Schlüsselparameter (SP)

In Zusammenarbeit mit dem Geologen wird vom Geotechnikern eine projektspezifische Auswahl an Schlüsselparameter festgelegt. Diese werden in der geologischen und geotechnischen Untersuchung erhoben. Danach können die einzelnen Gebirgsarten anhand dieser Parameter beschrieben und abgegrenzt werden. Die SP treten in den bereits dargestellten, vier möglichen Erscheinungsformen auf. Die Richtlinie gibt hier eine Methode vor, die maßgebenden Parameter für die unterschiedlichen GA zu finden. Auf Seite neun in Tabelle 1 ist eine „*beispielhafte Zuordnung von geotechnisch maßgebenden Parametern zu übergeordneten Gesteinsarten*“ [1] dargestellt.

Zur Unterscheidung der Gebirgsarten müssen projektspezifische Unterscheidungsmerkmale (Parameter Grenzen) angenommen und festgesetzt werden.

4.1.3 Gebirgsarten (GA)

Gesteinsverbände mit gleichen oder ähnlichen Eigenschaften werden zu einer Gebirgsart zusammengefasst. Dazu ist es notwendig mittels der Schlüsselparameter unterschiedliche Charakteristika zu beschreiben. Auch die geologischen Verhältnisse des jeweiligen Projektes, die Projektphase (Planung, Ausführung) und damit den Wissensstand sind zu berücksichtigen. Bei detaillierteren Planungsphasen und höherem Wissensstand sind mehrere SP zu verwenden und die Unterteilung der GA zu verfeinern.

4.1.4 Auswahl von Einflussparametern (EP)

Auch diese sind projektspezifisch auszuwählen.

Diese Parameter können in den bereits dargestellten vier möglichen Erscheinungsformen auftreten.

Exemplarisch sollen folgende Einflussparameter genannt werden:

- Orientierung der Trennflächen zum Bauwerk, Bergwasser, Querschnittsform- und Fläche

4.1.5 Gebirgsverhaltenstypen (GVT)

Mit den GVT wird das Verhalten eines (gedanklich) unendlich langen, ungestützten Hohlraums beschrieben. Um die Größenverhältnisse zwischen Trennflächengefüge und Hohlraum, und so eventuelle Versagensmechanismen abschätzen und erkennen zu können, empfiehlt die Richtlinie eine Skizze. Die Gebirgsstruktur soll mit dem Hohlraum den möglichen Blockbewegungen und Versagensmechanismen dargestellt werden.

Die Beschreibung und Benennung der einzelnen GVT ist in der Richtlinie [1] auf Seite 15 dargestellt. Mit der in dieser Arbeit entwickelten Methode ist es möglich die ersten vier von insgesamt elf GVT zu unterscheiden. Eine Unterscheidung der weiteren GVT ist aufgrund geänderter Versagensmechanismen mit dem Unterscheidungskriterium der Bruchzonentiefe nicht möglich.

Die Tabelle zeigt alle GVT.

Gebirgsverhaltenstypen	Beschreibung des Gebirgsverhaltens (ohne Stützmaßnahmen)
1 Standfestes Gebirge	Standfestes Gebirge mit dem Potenzial zum schwerkraftbedingten Herausfallen oder Herausgleiten von kleinvolumigen Klufkörpern
2 Gefügebedingte Nachbrüche	Tieferreichende gefüge- und schwerkraftbedingte Nachbrüche, vereinzelt lokales Überschreiten der Scherfestigkeit an Trennflächen
3 Hohlraumnahe Überbeanspruchung	Spannungsbedingte Entfestigung bzw. Plastifizierung des Gebirges in Hohlraumumgebung in Kombination mit gefügebedingten Nachbrüchen
4 Tieferreichende Überbeanspruchung	Spannungsbedingte tieferreichende Entfestigung bzw. Plastifizierung im Gebirge mit großen Deformationen
5 Bergschlag	Plötzliche Ablösungen zufolge hoher Spannungen in Kombination mit sprödem Gebirge
6 Schichtknicken	Knicken von schlanken Platten, häufig in Kombination mit Scherversagen
7 Scherversagen bei geringem Spannungsniveau	Potenzial zu großvolumigen Nachbrüchen und progressivem Scherversagen infolge geringer Verspannung
8 Rolliges Gebirge	Ausfließen von meist kohäsionslosem, trockenem bis feuchtem Gebirge
9 Fließendes Gebirge	Ausfließen von Gebirge mit hohem Wassergehalt
10 Quellendes Gebirge	Zeitabhängige Volumszunahme des Gebirges durch physikalisch-chemische Reaktion von Gebirge und Wasser in Kombination mit Entspannung
11 Gebirge mit rasch wechselnden Verformungseigenschaften	Starke Variation von Spannungen und Deformationen bedingt durch Block-Matrix Struktur (z. B. heterogene Störungszonen, tektonische Melange)

Tabelle 4 Kategorien von Gebirgsverhaltenstypen [1]

4.2 Entwickelte Methode

4.2.1 Allgemeines

Die Unsicherheiten ergeben sich in den geotechnischen Parametern, also in den SP. Daher werden nur Schlüsselparameter probabilistisch variiert und die Ergebnisse mittels Monte Carlo Simulation ermittelt.

Fix vorgegeben sind die EP wie Hohlraumgeometrie, Primärspannungszustand und Überlagerung. Hier ist eine deterministische Behandlung über einen bestimmten Bereich eine Vereinfachung, die zu keinen maßgeblichen Fehlern führt.

Die Orientierung des Bauwerks zum Trennflächengefüge ist einer der wichtigsten EP und kann durch die Variation des GSI berücksichtigt werden.

Als Grundlage der gewählten Methode dienen das Hoek-Brown-Kriterium und die Bruchzonentiefe (aus Hoek, 2000 [22]), die in Abschnitt 2.3.5 dieser Arbeit behandelt wurde.

Dieses rechnerische Verfahren wurde ausgewählt, um aus wenigen SP und EP ein Kriterium zu Unterscheidung von GVT zu modellieren. Nach der Größe der Bruchzonentiefe werden unterschiedliche GVT ausgeschieden.

4.2.2 Definition der Schlüsselparameter für GA

Es werden entsprechend dem gewählten System vom Hoek [22] drei Parameter angenommen.

1. UCS: einaxiale Gesteinsdruckfestigkeit; σ_{ci} [MPa]
2. GSI: Geological Strength Index; beschreibt die Zerlegung des Gebirges (lt. Hoek)
3. m_i : Hoek Konstante: gibt den parabelförmig angenäherten Verlauf des „ σ_1 vs σ_3 “ Spannungspfades an

ad 1. Für UCS wird eine Gausssche Normalverteilung mit Standardabweichung und Mittelwert gewählt, um die natürliche Verteilung dieses Parameters darzustellen.

ad 2. Für den GSI wird eine Gausssche Normalverteilung mit MW und StA angenommen.

ad 3. Für m_i wird eine Gausssche Normalverteilung mit MW und StA angenommen.

Als Ergebnis der Umrechnung der Hoek-Brown Parameter in die Mohr-Coulomb Parameter erhält man folgende Gebirgsparameter ebenso in statistischer Form (MW, StA):

Φ	Reibungswinkel	[°]
c	Kohäsion	[MPa]

Zusätzlich können nach Hoek [22] folgende Parametern errechnet werden:

σ_{cm}	Gebirgsfestigkeit	[MPa]
E_m	Gebirgs- E-Modul	[MPa]

Auf Basis dieser und der drei Schlüsselparameter (SP) können unterschiedliche Gebirgsarten (GA) ausgeschieden werden.

4.2.3 Generierung und Darstellung der GA

Die Anzahl an GA ist bei detaillierten Planungen oft sehr groß. Daher ist hier eine Zusammenfassung in Gruppen notwendig.

Als Beispiel wird GA 1 mit folgenden Parameterwerten angenommen:

GA1	MW	StA
UCS	70MPa	10MPa
GSI	55	7
mi	10	2

Tabelle 5 Beispiel für GA 1

4.2.4 Definition der Einflussparameter für GVT

Zur Unterscheidung der GVT werden folgende 5 EP nach Hoek verwendet:

Es werden deterministisch angenommen:

1. Überlagerung h [m]
2. Wichte γ [kN/m³]
3. Ausbruchsradius r_0 [m]
4. Poissonzahl ν []
5. Ausbausteifigkeit π_i [MPa] (ist per Definition des GVT null)

Aus Überlagerung und Wichte wird der primäre Spannungszustand als hydrostatische Näherung ermittelt:

$$P_0 = \gamma \cdot h$$

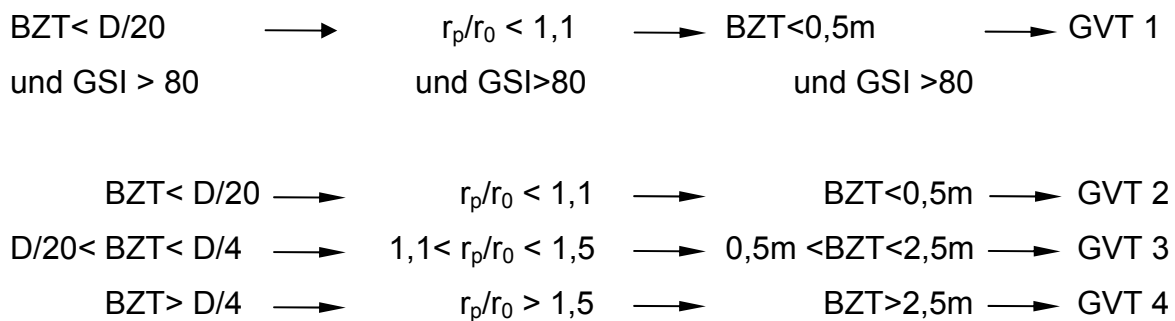
Die zuvor ermittelten stochastischen Parameter Φ und σ_{cm} gehen in die Berechnung der BZT ein. Sie ergeben zusammen mit den deterministischen EP ein probabilistisches Ergebnis für die BZT.

4.2.5 Definition der Abgrenzungskriterien für GVT

Entscheidend ist das Verhalten der einzelnen Gebirgsarten beim Ausbruch. Dieses wird durch die Bruchzonentiefe beschrieben. Daher werden die Parametergrenzen über die Bruchzonentiefe festgelegt.

Um auch zwischen den GVT1 und GVT2 unterscheiden zu können, wird eine einfache Kombination des Parameters GSI und der Bruchzonentiefe verwendet.

Bei einem Hohlraumdurchmesser von $D=10m$ wurde folgende Unterteilung gewählt:



Bei einem Verhältnis von $r_p/r_0 \sim 4$ ist eine Grenze für die Anwendbarkeit der Methode erreicht. Es tritt andersartiges Versagen des Gebirges (z.B. Bergschlag) aufgrund von Überbeanspruchung auf. Das ist nicht durch die Bruchzonentiefe abbildbar.

Diese Unterteilung, wie auch die Annahmen über D_0 , die Parameterwerte der GA, deren Abfolge und Länge sowie die Längenschnitte der simulierten Tunnel und die Grenzen der Methode sind willkürlich. Sie müssen bei jeder Anwendung der Methode durch vorhandene, projektspezifische Daten ersetzt (GA, Längenschnitt, Abfolge) oder an die Geologie angepasst (BZT-Grenzen) werden.

Durch die Verwendung des Verhältnisses von $r_p/r_0 []$ für die Bruchzonentiefe kann der Maßstabeffekt nicht berücksichtigt werden. Ist das aber projektspezifisch vorgegeben, können Längen [m] als Grenzen definiert werden.

4.3 Deterministische Berechnung

Die Umrechnung der Hoek-Brown Parameter in die Mohr-Coulomb Parameter wurde analog des von Hoek [22] entwickelten Spreadsheet in MS-EXCEL durchgeführt.

Auch die Berechnung der Bruchzontentiefe erfolgte in EXCEL.

Zuerst werden die maßgebenden Eingabeparameter deterministisch angenommen und variiert. Es werden zwei Fälle betrachtet.

4.3.1 Variation der Schlüsselparameter

Dabei werden zwei Gebirgsarten untersucht, die für einen Tunnelbau „gute“ und „schlechte“ Eigenschaften haben. Im „Guten Gebirge“ treten geringe Verformungen und kaum Nachbrüche auf. Im „schlechten Gebirge“ ist mit größeren Verformungen und tiefreichenden Nachbrüchen zu rechnen.

4.3.1.1 „Gutes Gebirge“

SP: σ_{ci} = UCS: variiert von 85 bis 120 [MPa]

m_i = 10

GSI: variiert von 45 bis 65

EP: h_0 = 400 m

γ = 28 kN/m³

r_0 = 5,0 m

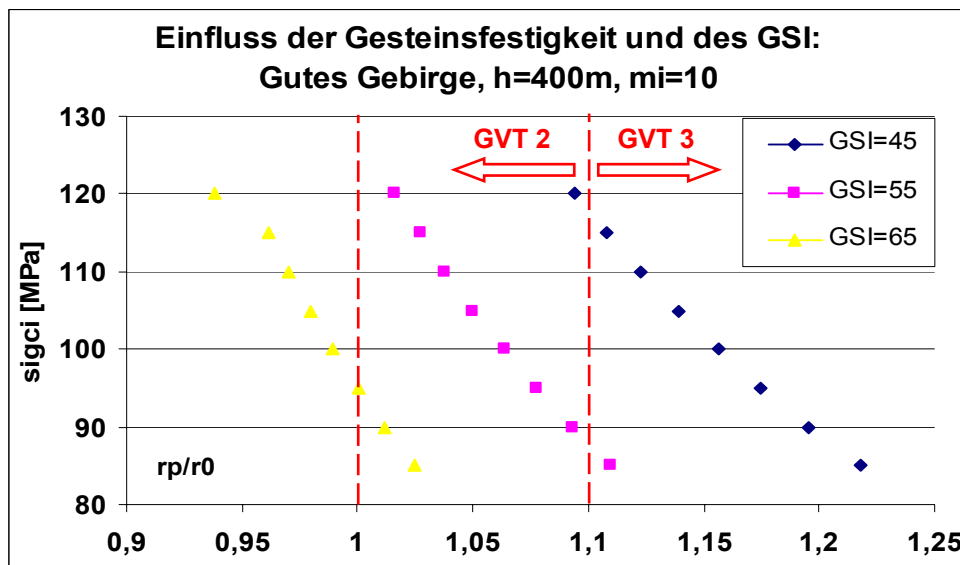


Abbildung 8. Variation von UCS und GSI im guten Gebirge

In Abbildung 8 ist zu erkennen, dass mit geringerer Druckfestigkeit des Gesteins die Bruchzontentiefe zunimmt, und dass bei höheren GSI Werten das Verhältnis r_p/r_0 abnimmt und sogar kleiner als 1 wird.

Da der Radius der Plastifizierungszone um den Hohlraum nicht kleiner sein kann, als der Hohlraumradius selbst, wird in Zukunft dieses Verhältnis mit 1 begrenzt und darunter keine Plastifizierung angenommen.

Die oben durchgeführte Festlegung der Parametergrenzen zur Ausscheidung der GVT ergibt folgende Verteilung der GVT:

Mit einem GSI von 45 liegen beinahe alle Werte im GVT 3, mit steigendem GSI (zunehmende Qualität des Gebirges) tritt nur mehr der GVT 2 auf. Die maximale BZT reicht ca.1,05 m in das Gebirge hinein.

(Zur Erklärung: $= (1,21 - 1,0) \cdot 5,0 = 0,21 \times 5,0 = 1,05$)

4.3.1.2 „Schlechtes Gebirge“

SP: σ_{ci} = UCS: variiert von 35 bis 70 [MPa]
 $m_i = 10$
 GSI: variiert von 30 bis 40

EP: $h_0 = 400$ m
 $\gamma = 28$ kN/m³
 $r_0 = 5,0$ m

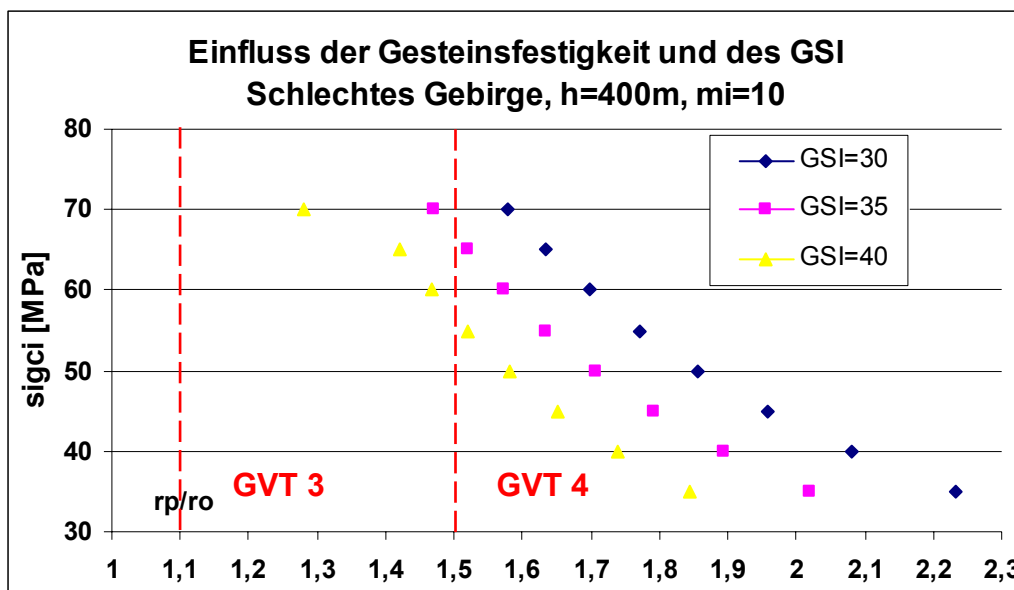


Abbildung 9. Variation von UCS und GSI im schlechten Gebirge

Bei Gebirgsarten von schlechterer Qualität nimmt die Bruchzontentiefe deutlich zu. Nur wenige Parameterkombinationen liefert GVT 3, alle anderen liegen im Bereich von GVT 4. GVT 2 ($r_p/r_0 < 1,1$) tritt nie auf. Die minimale BZT liegt bei 0,6m die maximale bei 4 m. (Zur Erklärung: $BZT = 2,23 \times r_0 - r_0 = 1,13 \times 5,0 = 5,65m$)

4.3.2 Variation eines Einflussparameters

Untersucht wird bei gleich bleibenden Gebirgsverhältnissen (gleiche GA) aber sich ändernder Überlagerungshöhe die Verteilung der GVT.

Dazu werden drei unterschiedliche Gebirgsarten betrachtet:

GA 1	GA 2	GA 3
UCS=70 MPa	UCS=50 MPa	UCS=20MPa
mi=10	mi=10	mi=10
GSI=55	GSI=35	GSI=25

Tabelle 6 Drei Gebirgsarten; deterministisch

Für diese wird jeweils eine Überlagerung vom 180m bis 410m simuliert. γ wird wieder mit 28 [kN/m³] angenommen, was einen primären Spannungszustand von $p_0=5,0\text{MPa}$ bis $p_0=11,5\text{MPa}$ entspricht.

Damit kann ein Ansteigen der Überlagerung bei gleich bleibender (eine GA) oder auch wechselnder Geologie (mehrere GA) simuliert werden.

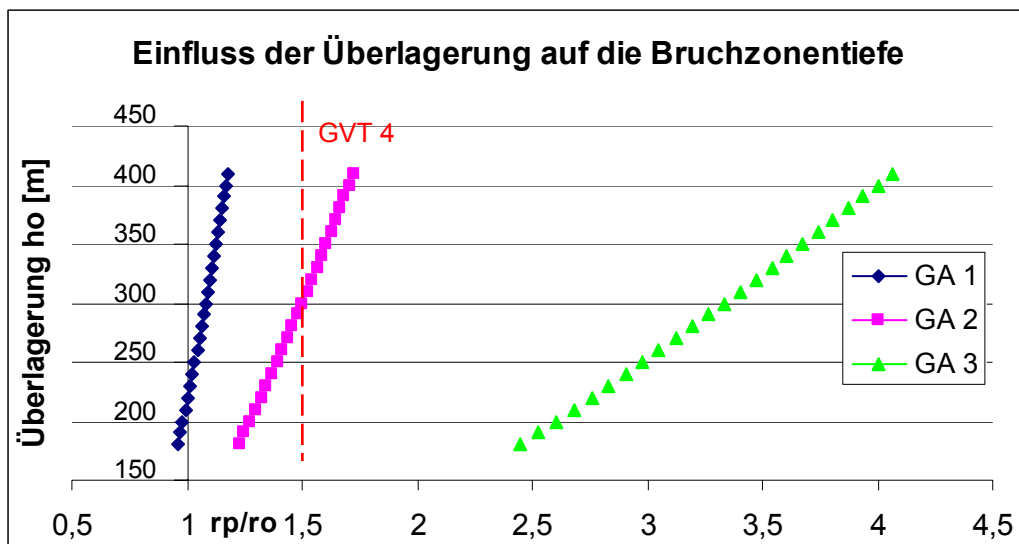


Abbildung 10. Einfluss der Überlagerung

Mit abnehmender Gebirgsqualität (GA 3) wird der Einfluss der Überlagerung auf die Plastifizierung größer (Linie wird flacher).

So kann auf Basis der geotechnischen SP und EP punktuell der GVT geschätzt werden.

4.4 Probabilistische Berechnung

Die Schlüsselparameter UCS, m_i und GSI werden jeweils durch eine Häufigkeitsdichte-Verteilungsfunktion beschrieben. Mit @RISK (Palisade Corporation, 2002 [30]) und MS-EXCEL werden die Mohr-Coulomb-Parameter und die BZT aus diesen stochastischen Parametern berechnet. Sie können ebenfalls als Verteilungsfunktionen dargestellt werden. Mit den eingeführten Grenzen zwischen den GVT, kann der prozentuelle Anteil (die Wahrscheinlichkeit) angegeben werden, mit der die einzelnen GVT zu erwarten sind.

4.4.1 Definition der Eingabe Parameter

Das Programm @RISK ermöglicht eine freie Wahl von

- Verteilungsfunktionen
- Anzahl der Iterationen
- Anzahl der Simulationen
- Berechnungsverfahren (Latin Hypercube oder Monte Carlo)

Die Anzahl der Iterationen mit 1.000 festgelegt und die MC-Simulation als Berechnungsverfahren ausgewählt.

Die Mittelwerte der SP für „Gutes Gebirge“ GA 1, „Mittleres Gebirge“ GA 2 und „Schlechtes Gebirge“ GA 3 wurden von der deterministischen Variation übernommen und durch Standardabweichungen ergänzt:

Name	GA 1		GA 2		GA 3	
	Mittelwert	St.Abw.	Mittelwert	St.Abw.	Mittelwert	St.Abw.
UCS [MPa]	70	10	50	8	20	4
m_i	10	2	10	2	10	2
GSI	55	7	35	5	25	5

Tabelle 7 Gebirgsarten; probabilistisch

@RISK ermöglicht eine gleichzeitige graphische Darstellung von 10 Ergebnissen in einem Diagramm. Daher wird die Überlagerungshöhe (EP) in 10 Schritten variiert und diese Auswirkungen auf die Verteilung der GVT untersucht.

Bei einer Anwendung auf tatsächliche Daten aus einem geschriebenen Längenschnitt können eine größere Anzahl an Schritten in einer Simulation untersucht werden.

4.4.2 Darstellung der Ergebnisse

Alle folgenden Abbildungen sind Ergebnisse einer beliebig durchgeführten Iteration. Neuerliche Berechnungen selbst mit denselben Eingabeparametern ergeben nicht dieselben Ergebnisse.

4.4.2.1 GA 1 („Gutes Gebirge“)

Mit dem Befehl „Fit“ ermittelt @RISK nach dem ausgewählten Kriterium jeweils die beste Verteilungsfunktion. Als Beispiel wurde für GA 1 mit einer Überlagerung von 300m herangezogen und der „Chi-quadrat“ Test zur Wertung ausgewählt.

Es wurden zwei Berechnungen mit denselben Input-Verteilungen jedoch einmal mit 1.000 und einmal mit 10.000 Iterationen durchgeführt.

Die im @RISK vorhandenen „Delimiters“ werden zur Unterscheidung der GVT verwendet. Auf die definierten Grenzen von 1,1 und 1,5 gesetzt, zeigen sie den prozentuellen Anteil, mit dem die einzelnen GVT auftreten.

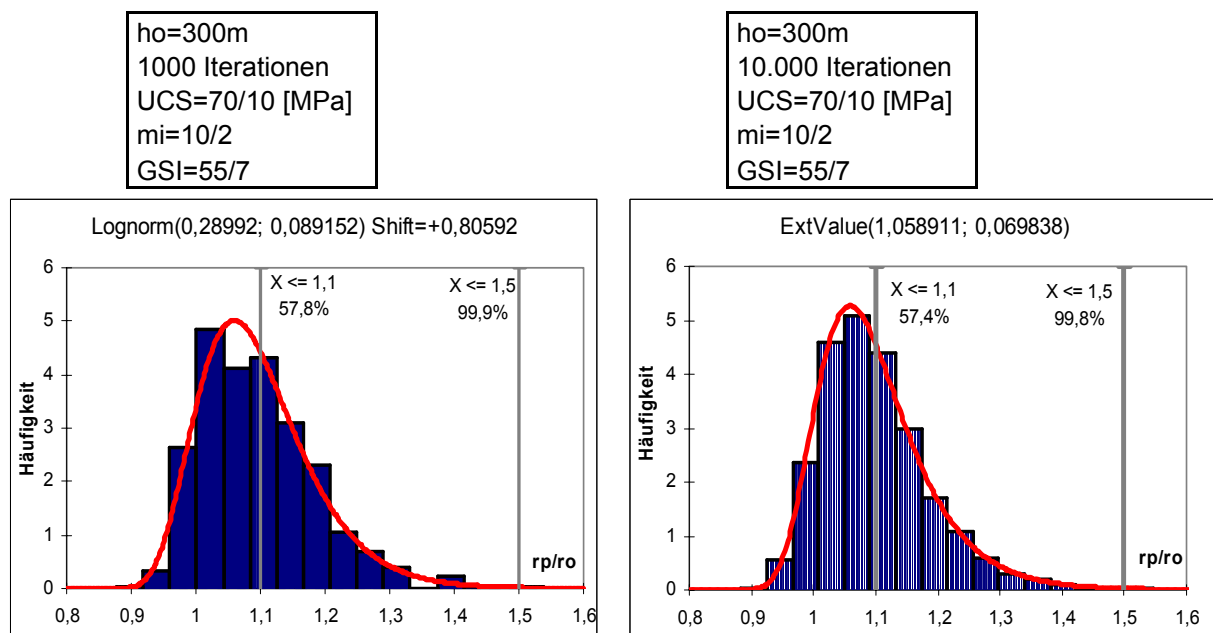


Abbildung 11. Optimale Wahrscheinlichkeits-Dichtefunktionen für 1000 und 10.000 Iterationen

Abbildung 11 zeigt zwei optimale Dichtefunktion für r_p/r_0 : Die angepassten Verteilungsfunktionen haben sich aufgrund der höheren Iterationsanzahl geändert. Selbst bei konstanter Iterationsanzahl können sich die Funktionen nach einer neuerlichen Iteration ändern.

Sich ständig ändernde Verteilungsfunktionen sind für einen Vergleich der Ergebnisse nicht geeignet. Daher werden die Ausgabefunktionen als normalverteilt festgelegt.

Anhand der GA 1 werden die getroffene Festlegung und die Auswirkung der Iterationsanzahl untersucht.

Abbildung 12 zeigt die Gauss-Normalverteilungen für dasselbe Prozedere:

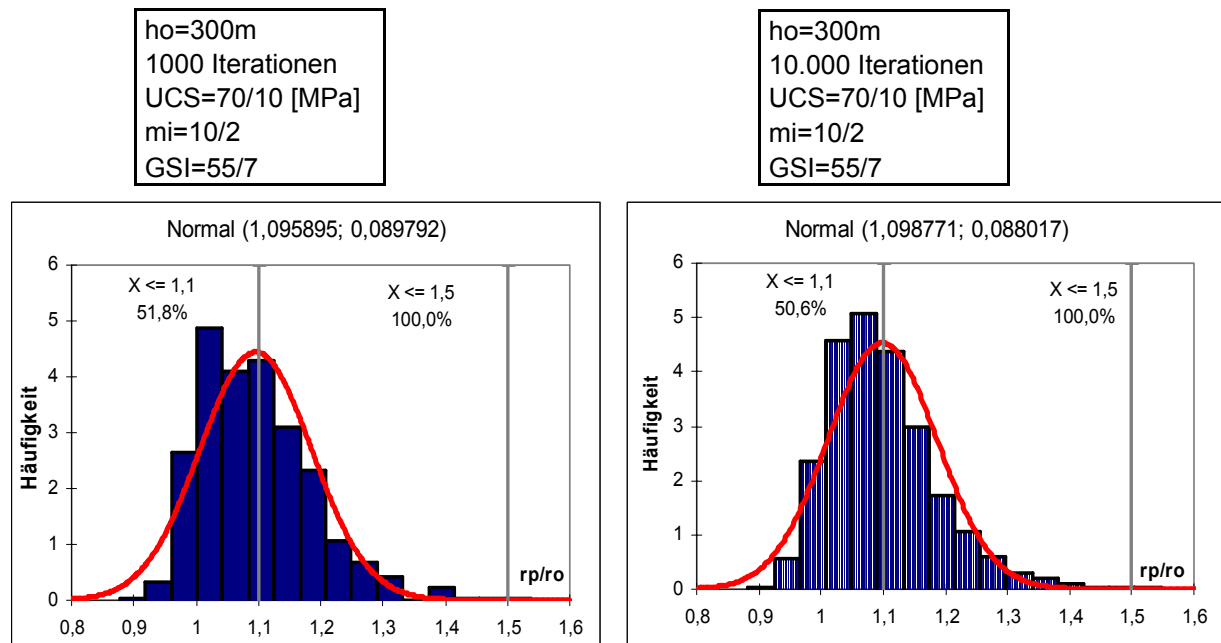


Abbildung 12. Gauss-Normal-Normalverteilungen für 1000 und 10.000 Iterationen

In den folgenden Tabellen werden nun die Mittelwerte, Standardabweichungen und Prozentsätze für die einzelnen GVT dargestellt. Damit sollen die Fehler, die durch diese Festlegung und durch eine (zu) geringe Anzahl an Iterationen entstehen, dargestellt werden:

Verteilungsfunktion	Anzahl d. It.	Mittelwert	Std. Abw.	%GVT 2	%GVT 3	%GVT 4
Normal	1000	1,095895	0,089792	51,82%	48,18%	0%
Normal	10000	1,098771	0,088017	50,56%	49,44%	0%
	Differenz:	0,002876	-0,001775	-1,26%	1,26%	0,00%

Verteilungsfunktion	Anzahl d. It.	Mittelwert	Std. Abw.	%GVT 2	%GVT 3	%GVT 4
LogNormal	1000	1,09872	0,089152	57,83%	42,05%	0,11%
Ext.Value	10000	1,099222	0,08957	57,39%	42,43%	0,18%
	Differenz:	0,000502	0,000418	-0,44%	0,38%	0,07%

Tabelle 8 Darstellung der Fehler durch geringe Iterationsanzahl

In Tabelle 8 werden zuerst die als Ergebnis festgelegten Normalverteilungen miteinander verglichen. Die Unterschiede sind sehr gering.

Darunter werden die jeweils optimalen (nach dem „Chi-Quadrat-Test“) Häufigkeitsfunktionen verglichen. Auch hier sind die Unterschiede gering.

Eine geringe Anzahl an Iterationen bedingt keine wesentlichen Fehler in der Ermittlung der Prozentsätze der GVT.

Für die in dieser Arbeit durchgeführte Entwicklung der Methode zur Berechnung der GVT ist der zusätzliche Zeit- und Rechenaufwand bei Berechnung mit 10.000 Iterationen nicht notwendig. Die weiteren Berechnungen werden mit 1.000 Iterationen durchgeführt.

Verteilungsfunktion	Anzahl d. It.	Mittelwert	Std. Abw.	%GVT 2	%GVT 3	%GVT 4
LogNormal	1000	1,09872	0,089152	57,83%	42,05%	0,11%
Normal	1000	1,095895	0,089792	51,82%	48,18%	0%
	Differenz:	0,002825	-0,00064	6,01%	-6,13%	0,11%

Verteilungsfunktion	Anzahl d. It.	Mittelwert	Std. Abw.	%GVT 2	%GVT 3	%GVT 4
Ext.Value	10000	1,099222	0,08957	57,39%	42,43%	0,18%
Normal	10000	1,098771	0,088017	50,56%	49,44%	0%
	Differenz:	0,000451	0,001553	6,83%	-7,01%	0,18%

Tabelle 9 Darstellung der Fehler durch Festlegung der Häufigkeitserteilungs-Funktion

Der obere Teil der Tabelle 9 vergleicht die Ergebnisse der mit 1.000 Iterationen durchgeführten Berechnung. Die Differenz zwischen den errechneten Prozentsätzen der GVT ergibt sich zu über 6% (absoluter Wert).

Der untere Teil der Tabelle zeigt die Differenz zwischen den Ergebnissen der Berechnung mit 10.000 Iterationen. Die maximale Abweichung beträgt 7,01%.

Die Festlegung aller Ergebnisfunktionen als Normalverteilungen bringt höhere Fehler mit sich. Weiter Untersuchungen sollten klären, ob dieser Fehler minimiert werden kann, und ob diese Festlegung für eine praktische Durchführung unbedingt notwendig ist.

Werden die zehn möglichen Überlagerungsschritte übereinander gelegt, ergibt sich folgendes Bild:

Die Überlagerungshöhe steigt als Beispiel in 20m Schritten von 300m auf 480m

Die Dichtefunktionen werden mit zunehmender Höhe flacher und wandern weiter nach rechts (von GVT2 zu 3 und 4).

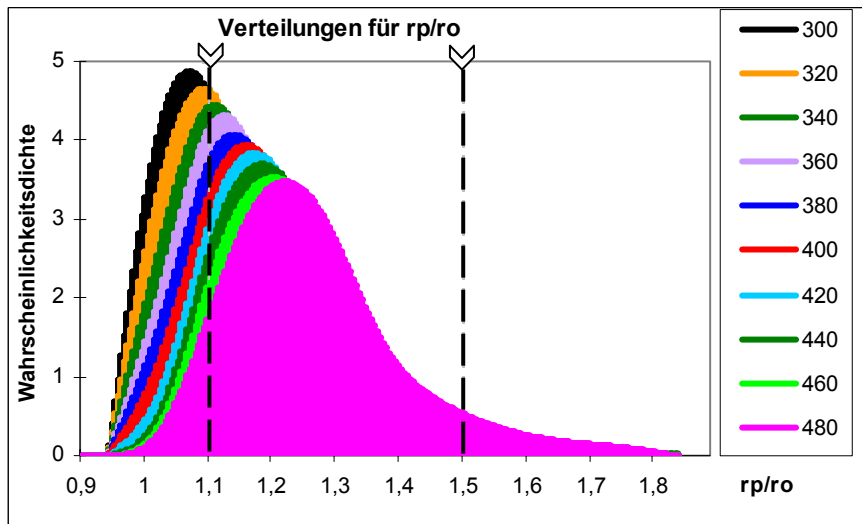


Abbildung 13. Dichtefunktionen bei steigender Überlagerung; GA 1

Mit Hilfe der „Delimiters“ können nun aus der @RISK Ausgabetabelle die Prozentsätze der GVT angegeben werden. Dabei ist die Änderung der prozentuellen Anteile klar ersichtlich.

	Höhe	300	320	340	360	380	400	420	440	460	480
Left X	Grenze D/10	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1	1,1
Right X	Grenze D/2	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5
Left P	GVT 2	57,36%	48,56%	40,89%	32,93%	24,68%	19,33%	16,07%	12,50%	9,10%	7,32%
Diff. P	GVT 3	42,32%	51,05%	58,55%	66,30%	74,21%	79,47%	82,27%	85,30%	87,60%	88,50%
Right P	GVT 4	0,32%	0,39%	0,55%	0,77%	1,12%	1,20%	1,65%	2,20%	3,30%	4,18%

Tabelle 10 Prozentuelle Verteilung der GVT für GA 1

In einem Säulendiagramm dargestellt, ist die Verschiebung der GVT aufgrund steigender Überlagerung klar erkennbar.

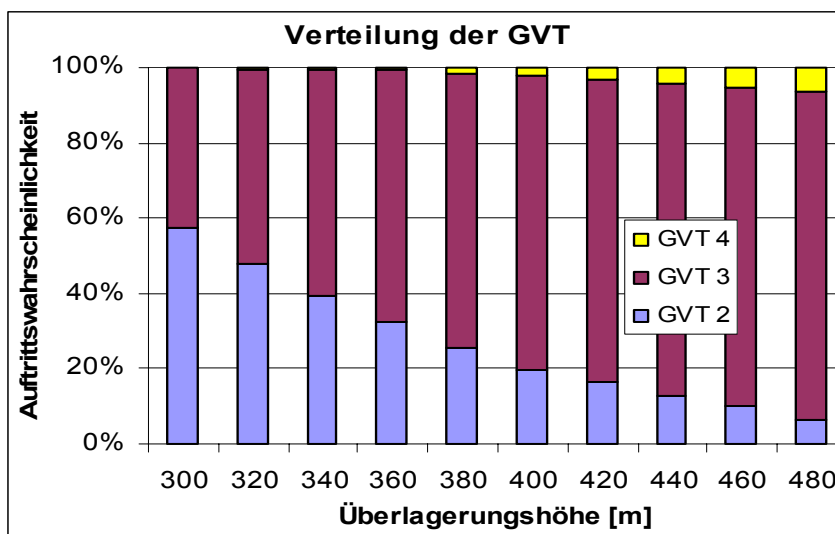


Abbildung 14. Säulendiagramm der Prozentsätze; GA 1

4.4.2.2 GA 2 („Mittleres Gebirge“)

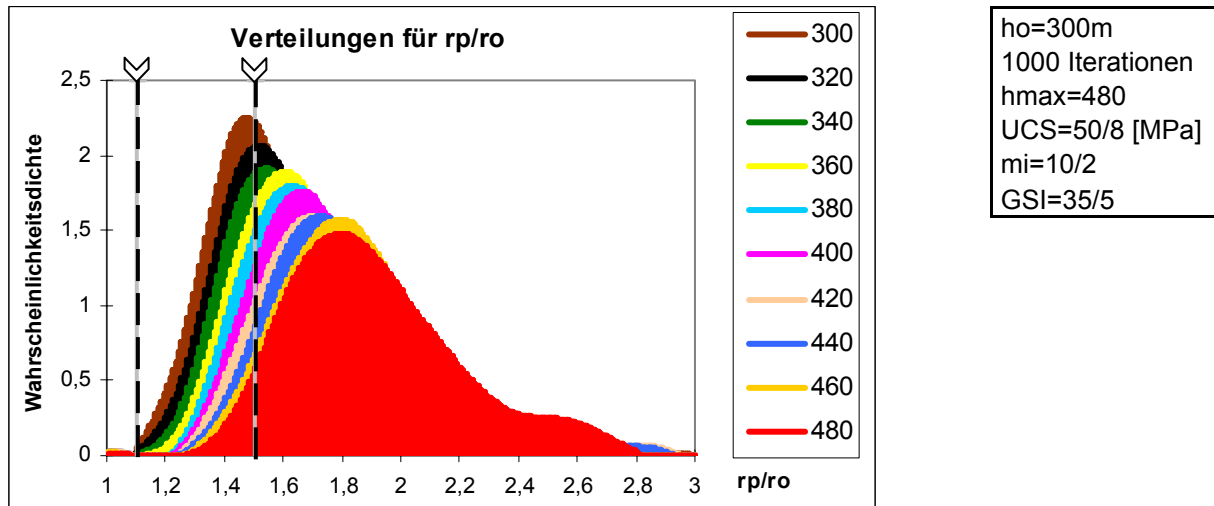


Abbildung 15. Verteilungen bei steigender Überlagerung; GA 2

Bei schlechteren Parameterwerten für UCS und GSI ergeben sich deutlich flachere Verteilungsfunktionen, der GVT 2 verschwindet und GVT 4 nimmt stark zu. Weiters ist ein „Bauch“ bei der rot dargestellten Funktion ($h=480\text{m}$) zu erkennen.

Dies ist auf eine zu geringe Anzahl an Iterationen zurückzuführen. Abbildung 16 zeigt das Ergebnis der Bruchzonenberechnung mit denselben SP und EP wie Abbildung 15. Allerdings wird nur die rote Dichtefunktion ($h_0=480\text{m}$) dargestellt und die Berechnung mit 10.000 Iterationen durchgeführt.

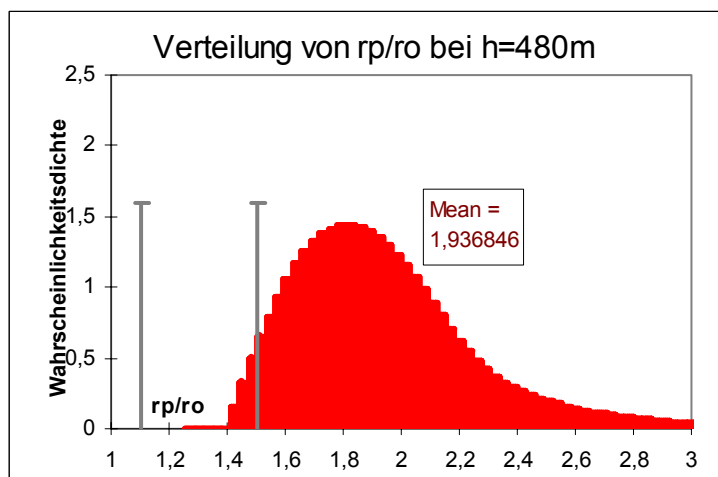


Abbildung 16. Verteilungen bei steigender Überlagerung; GA 2, 10.000 Iterationen

Alle weiteren Berechnungen werden wieder mit 1.000 Iterationen durchgeführt.

Die Verteilung der Prozentsätze zeigt die Abnahme des GVT 3 und die Zunahme des GVT 4:

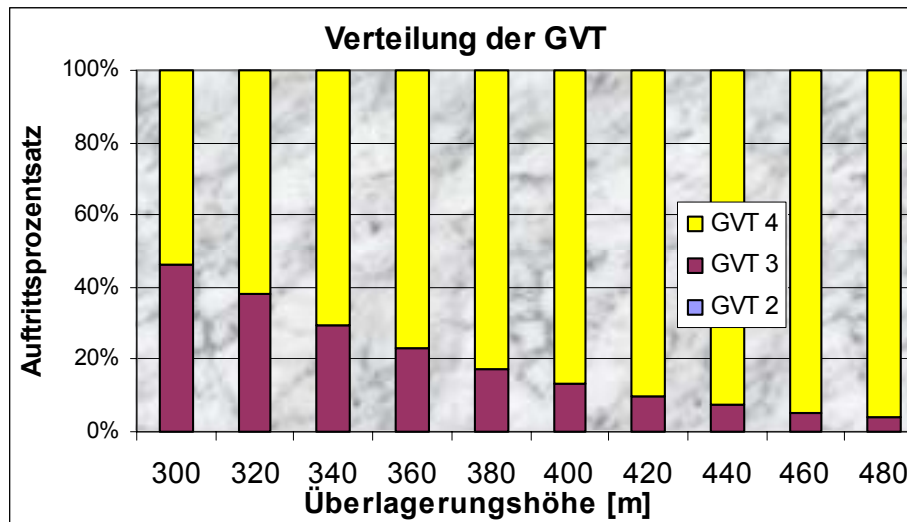


Abbildung 17. Verteilungen der Prozentsätze; GA 2

4.4.2.2 GA 3 („Schlechtes Gebirge“)

Bei einer Überlagerung von 300m bis 480m ergeben sich bei diesen SP bereits sehr flache Verteilungen und nur der GVT 4. Der graphische Vergleich wurde nicht durchgeführt. Die gewählte Methode ist für diese SP und bei dieser Überlagerung an einer Grenze angelangt.

4.5 Grenzen der Methode

4.5.1 Durch die Methode bedingt

Mit der Methode können die GVT 1 bis 4 unterschieden werden.

Bei noch tieferer Plastifizierung wird eine andere Versagensform im Gebirge erreicht. Die Methode ist ungeeignet die Versagensart und Kinematik des Gebirges zu beschreiben. Ab einem Wert von $r_p/r_0 = \text{ca. } 4$ müssen andere Verfahren verwendet werden.

4.5.2 Durch die Probabilistik bedingt

Mit großer Unsicherheit beaufschlagte Eingabeparameter (hohe Standardabweichung) führen im betrachteten Bereich (r_p/r_0 zwischen 1 und 4) zu flachen Verteilungen. Auffallend ist, dass die Maxima der Dichtefunktionen im untersuchten Bereich enger aneinander liegen als bei niedrigeren Standardabweichungen.

Die Mittelwerte der Verteilungsfunktionen werden aber durch einzelne hohe Ergebnisse für r_p/r_0 („Ausreißer“) höher als die Maxima der Kurven im betrachteten Bereich.

Das Ergebnis ist nicht mehr verwertbar. Die Verteilungen sind so flach und die Mittelwerte werden von diesen „Ausreißern“ so stark beeinflusst, dass keine sinnvolle Unterscheidung der GVT möglich ist.

Grund dafür sind die normalverteilten Eingangsparameter mit den hohen Standardabweichungen. Um keine negativen Werte für UCS und m_i zu generieren, wurden die Verteilungsfunktionen bei null „truncated“. Damit kann sich für das Ergebnis (r_p/r_0) nur eine Verschiebung nach rechts und hohe (positive) Ausreißer ergeben.

Ab einem bestimmten Wert, der aber von allen gewählten Verteilungen und der Überlagerung abhängt, führt eine geringe Vergrößerung einer Standardabweichung zu einem „plötzlichen Zerfallen“ der Dichtefunktionen der Ergebnisse. Damit können die Ergebnisse nicht mehr verwertet werden.

4.6 Sensitivitäts-Analyse

Die Abhängigkeit der Bruchzonentiefe von den drei EP wird durch die in @RISK „Tornado-Graph“ genannten Diagramme dargestellt. Der Bewertung können zwei Verfahren zugrunde gelegt werden:

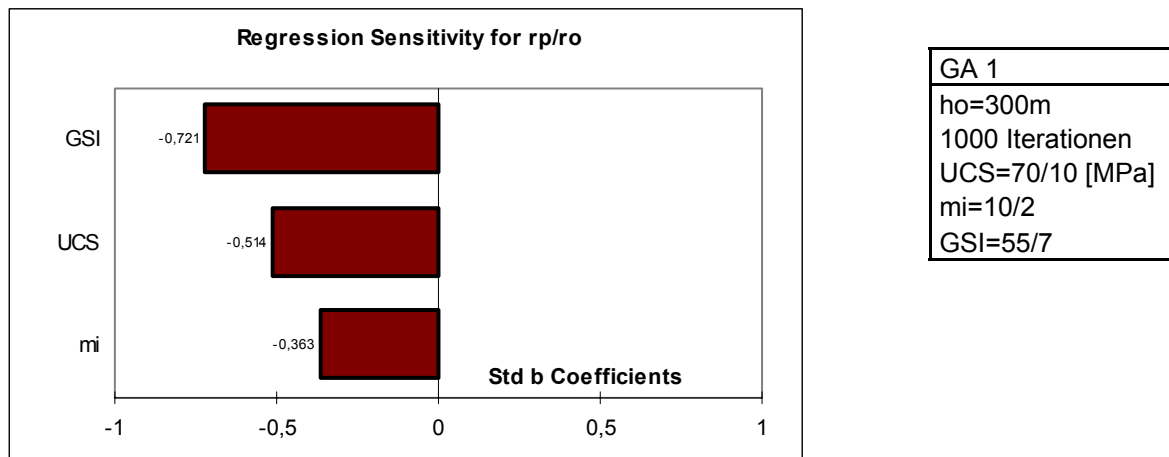
4.6.1 Regression

Lineare Regression gibt den Zusammenhang zwischen zwei Datenmengen (z.B. UCS und r_p/r_0) mittels der Geradengleichung $y = bx + d$ an. Der Regressionskoeffizient b gibt die durchschnittliche Änderung des einen Merkmals pro Änderung des anderen Merkmals an [29], [30].

$b = +1$ bedeutet, dass bei einer gewissen Erhöhung des Inputs der Output um denselben Wert zunimmt. Die Regressionsgerade steigt mit 45° .

Der Regressionskoeffizient sagt nicht aus, wie gut der Zusammenhang der Datensätze durch die Gerade beschrieben wird.

Abbildung 18 zeigt die Regressionskoeffizienten in einem „Tornado-Graph“.



GA 1
ho=300m
1000 Iterationen
UCS=70/10 [MPa]
mi=10/2
GSI=55/7

Abbildung 18. Tornado-Graph von r_P/r_0

Die Durchführung weiterer Analysen hat gezeigt, dass sowohl die Größe der absoluten Werte als auch Trends von den Standardabweichungen der Inputverteilungen abhängig sind.

Die Darstellung der Trends und eine genauere Analyse erfolgt unter Punkt 4.6.3 anhand eines Beispiels.

4.6.2 Korrelation

Die Korrelation ist eine Maßzahl, um den Grad des Zusammenhangs zwischen zwei Datensätzen zu beschreiben ([29], [30]). Der Korrelationsfaktor B, auch „Bestimmtheitsmaß“ der linearen Korrelation gibt an, wiewehr das Ergebnis (r_P/r_0) von einem Parameter abhängig ist.

Korrelationskoeffizienten reichen von -1 bis +1.

$r = -1$: Alle Punkte des Streudiagramms liegen genau auf einer Geraden mit negativer Steigung.

$r = +1$: Alle Punkte des Streudiagramms liegen genau auf einer Geraden mit positiver Steigung.

$r = 0$: Es besteht keine Korrelation.

$r \leq 1$: Negative oder gegensinnige Korrelation, d.h. größeren x-Werten entsprechen im Mittel kleineren y-Werte.

$r \geq 1$: Positive oder gleichsinnige Korrelation, d.h. größeren x-Werten entsprechen im Mittel größeren y-Werte.

4.6.3 Beispiel

Für GA 1 wurden die Korrelation und die Regression für alle drei Verteilungsfunktionen der Eingabeparameter (UCS, GSI und m_i) mit der Verteilung des Ergebnisses (r_p/r_0) errechnet. Mit @RISK wurden 10.000 Iterationen durchgeführt.

Die Korrelations- und Regressionskoeffizienten werden über der Überlagerungshöhe aufgetragen.

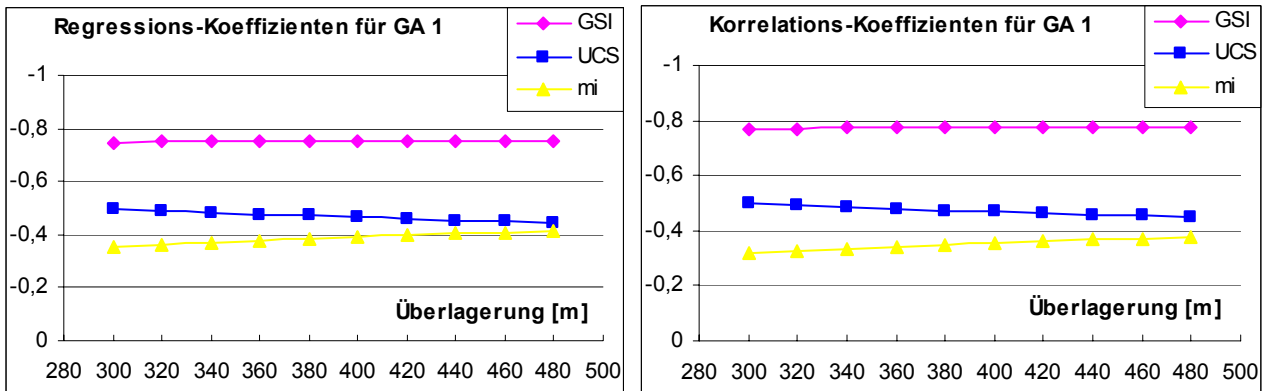


Abbildung 19. Beispiel für Sensitivitätsanalyse

In Abbildung 19 ist erkennbar, dass die Überlagerung fast keinen Einfluss auf die Regressions- und Korrelationskoeffizienten hat. Die Linien bleiben im untersuchten Bereich (300m bis 480m) so gut wie konstant.

Betrachtet man nur einen Punkt erkennt man aus der Korrelation, dass der GSI mit einem Wert von ca. -0,8 am meisten in die Berechnung der Bruchzonentiefe eingeht. Weniger Einfluss haben UCS (ca. -0,5) und m_i (ca. -0,35).

Die negativen Vorzeichen bestätigen, dass eine besser Gebirgsgüte (höher Werte für UCS, GSI und m_i) geringer BZT ergeben.

Die Regression stellt die, durch die Formel der BZT (2.3.5) definierte Abhängigkeit der BZT von den einzelnen Inputparametern dar.

4.7 Variation der Eingabe-Verteilungen

Untersucht wird die Auswirkung von geänderten Input-Verteilungen auf die Verteilung der Prozentsätze der GVT.

Damit kann zum einem ein unterschiedlicher Wissensstand simuliert werden. Ein geringer Wissensstand kann durch „breite“ Verteilungen dargestellt werden. Gibt es wenige Untersuchungen, wird eine hohe Streuung der SP angenommen (hohe Standardabweichung).

Zum Anderen wurde die Wahl der Input-Verteilung variiert. UCS und m_i sind Parameter, die durch eine Versuchsreihe bestimmt werden können. Je mehr Ergebnisse aus Versuchen vorliegen, desto genauer kann die Verteilungsfunktion angepasst werden. Der GSI hingegen wird von Personen nach der Begutachtung des Gebirges und dem Vergleich mit der Hoekschen Tafel (oder aus Erfahrung) festgesetzt. Hoek ([22]) selbst gibt vor, nicht zu genau zu sein, sondern eher einen „range“ (Bereich) zu verwenden.

Um eine Wahrscheinlichkeitsverteilung für den GSI anzugeben, müsste ein und derselbe Gebirgsaufschluss von mehreren Personen mittels GSI beschrieben werden. Würden diesen Versuch genügend Personen durchführen, könnten die sich ergebenden Werte durch eine Verteilungsfunktion beschrieben werden.

4.7.1 Andere Verteilungsfunktionen

Liegen aus der geotechnischen Untersuchung, Literatur, Erfahrung oder Laboruntersuchungen die Eingabeparameter nicht in Form von Normalverteilungen vor, können den Inputparametern anderen Verteilungen zugeschrieben werden.

Im ausgeführten Beispiel wurde in der GA 1 der GSI als „uniform“ verteilt zwischen 50 und 60 angenommen. Die daraus resultierende Variation wurde „GA 1, Var.3“ bezeichnet. Eine Uniform-Verteilung ist der beste Weg um einen Wertebereich („Range“) zu simulieren. Dabei werden allen Werten zwischen 50 und 60 gleiche Wahrscheinlichkeiten zugewiesen. In der rechten Abbildung sind die theoretische Verteilungsfunktion (rote Linie) und die durch tausend Iterationen erzeugte Datenmenge dargestellt.

GA1 Var.3	MW	StA
UCS	70	10
GSI	uniform	50-60
m_i	10	2

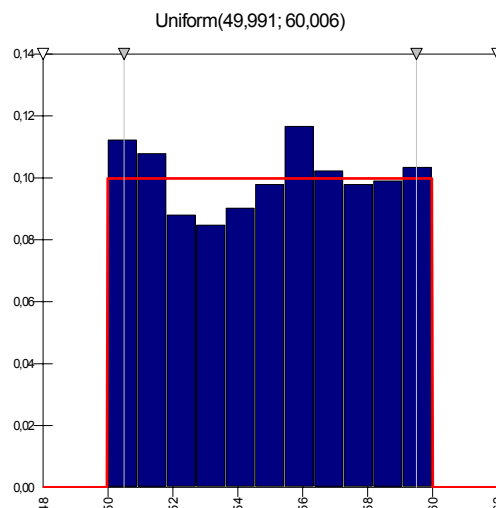


Abbildung 20. GA1, Var 3: GSI Uniform (50, 60)

In Abbildung 21 erkennt man, dass die Häufigkeit der Dichtefunktionen im betrachteten Bereich zwischen 0,9 und 1,8 nehmen gegenüber der GA 1 (Abbildung 13) zu; das Ergebnis wird damit exakter.

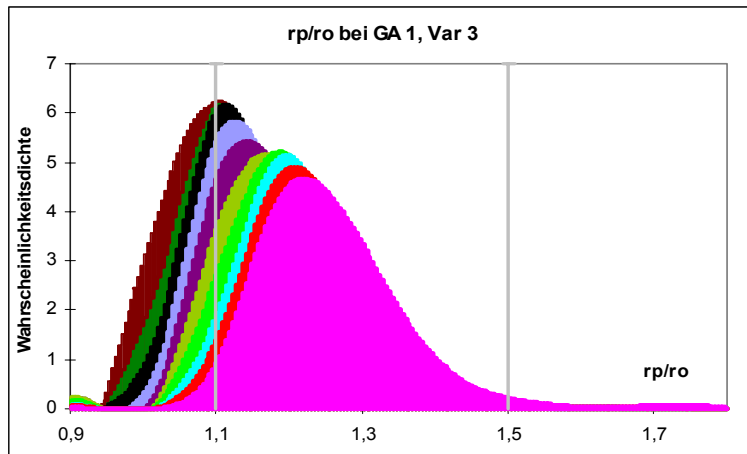


Abbildung 21. Verteilung der GVT für GA1, Var.3

Grund dafür ist der genauer definierte Input der Uniform-Verteilung im Vergleich zu einer Normalverteilung für den GSI.

Nicht dargestellt wird die Verteilung der Prozentsätze, da sich nur geringe Verschiebungen im Vergleich zu Tabelle 10 ergeben. Der GVT 3 tritt vermehrt auf, GVT 4 kommt weniger oft vor.

4.7.2 „Truncating“

Ein Ähnlicher Effekt kann durch „truncating“, eine Begrenzung der Eingabeverteilungen erzielt werden. Dabei können die theoretisch ins Unendliche auslaufenden Normalverteilungen bei gewünschten Werten abgeschnitten werden. So kann z.B. UCS mit einer Normalverteilung simuliert werden, negative Werte, die per Definition von UCS nicht möglich sind, aber vermieden werden.

@RISK sieht diese Möglichkeit für die verwendeten Verteilungsfunktionen vor.

4.7.3 Verteilungsfunktionen an vorhandene Daten anpassen

Liegen für ein Projekt Messergebnisse und/oder Versuchsergebnisse in geeigneter großer Anzahl vor, kann mit @RISK aus diesen Daten eine Verteilungsfunktion ermittelt werden.

4.7.4 Abhängigkeit von Parametern

Sind Eingabeparameter von einander abhängig, kann auf diese Abhängigkeit eingegangen werden. Ein im Programm @RISK zusätzlich enthaltenes Feature ermöglicht die Implementierung dieser Abhängigkeiten über einer Korrelationsmatrix. In diese Matrix werden Korrelationskoeffizienten, die den Zusammenhang zwischen den einzelnen Funktionen beschreiben, eingetragen.

In der entwickelten Methode zur Abgrenzung der GVT wurden die drei SP als unabhängig angenommen.

5. MODELLIERUNG DER LÄNGSERSTRECKUNG

5.1 Allgemeines

Das Gebirge entlang der Trasse des aufzufahrenden Tunnels lässt sich durch eine bestimmte Abfolge von GA beschreiben. Diese werden im geologischen Längenschnitt mit ihren zu erwartenden Auftrittslängen und ihrer Reihenfolge dargestellt. Diese Auftrittslängen und die Abfolge müssen entlang der Tunnelachse modelliert werden, um damit der Verteilung der jeweiligen GVT zu erhalten. Danach kann die Länge der einzelnen GVT über die Gesamtlänge des Tunnels aufsummieren werden. Durch den Einsatz von Probabilistik soll die Prognoseunsicherheit berücksichtigt werden, die sowohl die Abfolge als auch die Auftrittslänge der einzelnen GA betrifft.

5.2 Modellbildung (deterministische Lösung)

Mit Hilfe eines geschriebenen Längenschnittes sind die Auftrittslängen der GVT sowohl prozentmäßig als auch deren wahren Längen einfach zu berechnen und darzustellen.

Als Beispiel wurde GA 1 über den gesamten Tunnel und folgender Längenschnitt mit einer Tunnellänge von 470 m gewählt.

Grundlage der Berechnung der Auftrittslängen sind die Daten aus der Tabelle 10 der zuvor durchgeführten Modellierung der prozentuellen Anteile der einzelnen GVT.

Geschriebener Längenschnitt:												
Überl.Höhe	300	320	340	360	380	400	420	440	460	480		
delta L	50	30	50	40	20	30	60	20	80	90		
Länge	50	80	130	170	190	220	280	300	380	470		
Berechnung der Auftrittslängen											Summe [m]	Prozent
GVT 2	28,68	14,57	20,45	13,17	4,94	5,80	9,64	2,50	7,28	6,59	113,62	24,17%
GVT 3	21,16	15,32	29,28	26,52	14,84	23,84	49,36	17,06	70,08	79,65	347,11	73,85%
GVT 4	0,16	0,12	0,28	0,31	0,22	0,36	0,99	0,44	2,64	3,76	9,28	1,97%
Gesamt:											470,00	100,00%

Tabelle 11 Berechnung der Auftrittslängen.

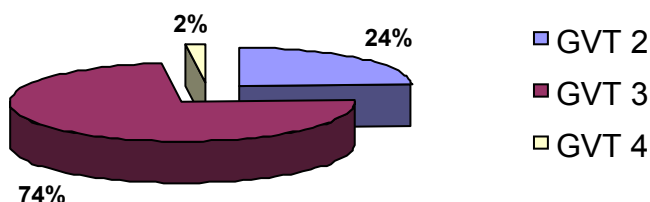


Abbildung 22. Prozentuelle Verteilung der GVT über die Länge

Es können hier jederzeit Daten (Längenschnitt und Überlagerung, GA) aus einem konkreten Projekt verwendet werden, um die Anteile der einzelnen GVT an der Gesamtlänge des Tunnels zu ermitteln.

5.3 Berücksichtigung der Prognoseunsicherheit

5.3.1 Erstellung von Szenarien

In Zusammenarbeit mit dem Geologen können unterschiedliche geologische Längenschnitte erarbeitet werden, die verschiedene Szenarien beschreiben.

Für den Tunnelbau „gute“, „mittlere“ und „schlechte“ geologische Verhältnisse können so deterministisch untersucht werden.

Es unterliegt der Erfahrung und dem Wissen des Geologen, wie genau diese Szenarien die Unsicherheiten über Abfolge und Länge der Gebirgsarten entlang der Tunnelachse beschreiben.

Durch deterministische Berechnung dieser Szenarien können Auswirkungen der Unsicherheiten abgeschätzt werden. Es ist jedoch nicht möglich Eintretenswahrscheinlichkeiten zu berechnen und somit die Unsicherheiten zu quantifizieren (Dudt, Descoedres, 1999, [35]).

5.3.2 Einsatz von Probabilistik

5.3.2.1 Allgemeines

Durch den Einsatz von probabilistischen Mitteln zu Modellierung der GA-Abfolge, soll eine Quantifizierung der Unsicherheiten erreicht werden.

Mit den bereits vorgestellten „EHT“ von H.H. Einstein ist dies durch eine Modellierung mittels „Markov-Ketten“ gelungen. Es handelte sich um folgende geologischen Eingabedaten:

- Reihenfolge der Homogenzonen mit der Streuung der Zonenlänge bzw. deren Endpunkte
- Bauklassen-Verteilung entlang jeder Homogenzone
- Ort und Mächtigkeit von Störzonen

Bei der Anwendung auf die AlpTransit Basistunnel (Dudt, Descoedres, 1999, [35]) wurde jedoch ebenfalls auf eine bereits bestehende prozentuale Bauklassenverteilung zurückgegriffen. Wie diese ermittelt wurde, ist dem Bericht nicht zu entnehmen.

5.3.2.2 Problemstellung

Variiert werden sollen folgende Parameter bei jeweils zu erfüllenden Randbedingungen: Alle Variationen müssen auf Basis des geologischen/geotechnischen Berichtes und Längenschnittes durchgeführt werden:

- Die Länge oder die Grenzen der Homogenbereiche (GA), wobei die Gesamtlänge (=Tunnellänge) konstant bleiben muss.
- Die Abfolge der GA, wobei nicht jede beliebige GA auf eine vorhergehenden folgen kann.
- Ort und Mächtigkeit von Störzonen

Vor allem die Einhaltung dieser Randbedingungen bei vollkommener Automatisierung macht diese Variation zu einem komplexen mathematischen Problem. Um eine einfache Methode zu entwickeln, sind Vereinfachungen notwendig.

5.3.3 Annahmen und Vereinfachungen

5.3.3.1 Längen

Es werden die Längen der Homogenbereiche durch Verteilungsfunktionen beschrieben. Diese Reihe von Verteilungsfunktionen ist voneinander abhängig. Die Summe aus allen generierten Längen darf bei jeder Permutation nicht Länger als die Tunnellänge sein. Dieser einfache Zusammenhang lautet:

$$\sum L_i = \text{const}$$

Mit Hilfe der in @RISK zur Beschreibung von Abhängigkeiten vorgesehenen Korrelationsfaktoren ist es nicht möglich diese Abhängigkeit zu beschreiben. Dazu sind zu viele Freiheitsgrade vorhanden.

Diese Funktion wurde folgendermaßen implementiert:

Geht die Summe der erzeugten Längen über die Gesamtlänge des Tunnels hinaus, werden diese prozentuell verkürzt. Ist die Summe zu klein, werden die Homogenbereiche prozentuell verlängert.

Es ergeben sich dadurch andere Verteilungsfunktionen für die in der Berechnung verwendete „korrigierte Länge“.

Den Längen der Gebirgsarten wurden in verschiedenen Berechnungen unterschiedliche Verteilungsfunktionen zugeordnet. Als geeignetste hat sich die Dreiecksverteilung erwiesen. Sie ist eine einfach zu beschreibende Verteilung, mit der trotzdem folgende Informationen modelliert werden können:

Die Länge der GA hat einen wahrscheinlichsten Wert. Dieser wird vom Geologen/Geotechniker im geologischen Längenschnitt dargestellt. Eine obere und untere Grenze können ebenfalls modelliert werden. Innerhalb dieser Grenzen sind alle größeren und kleineren Werte weniger wahrscheinlich. Die Häufigkeitsverteilung nimmt nach rechts und links ab. Ist dem Planer eine zusätzliche Information über eine Begrenzung der Länge auf der einen oder anderen Seite bekannt, ist es möglich, diese durch eine schiefe, asymmetrische Dichtefunktion zu modellieren.

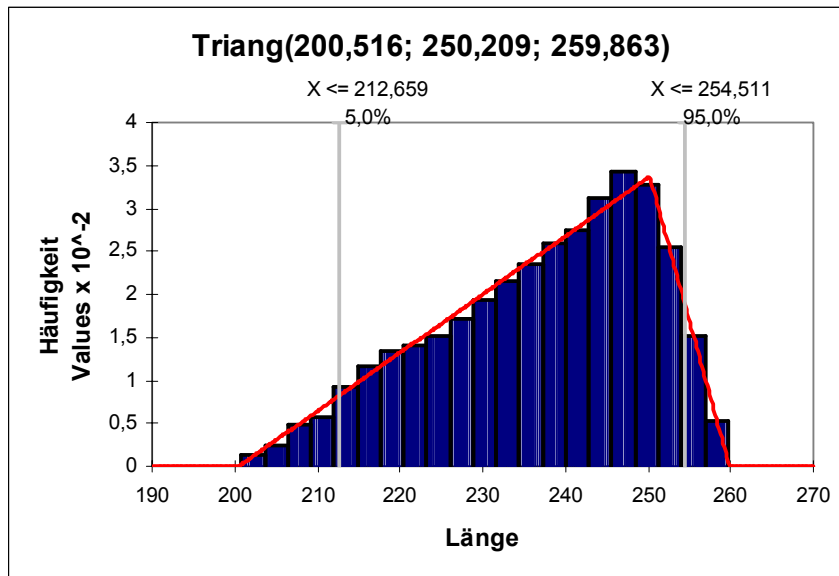


Abbildung 23. schiefe Dreiecksverteilung zur Modellierung der Länge einer GA

Abbildung 23 zeigt die durch @RISK modellierte Länge, die den wahrscheinlichsten Wert bei 250m hat, minimal 200m und maximal 260m lang ist. Die rote Linie entspricht der gewünschten Dreiecksverteilung, die blauen Balken den für die Berechnung generierten Werten.

Die Funktionen der „Korrigierten Länge“ sind etwas „runder“ als die Ursprüngliche. Als beste Dichtefunktion hat sich nach dem „Chi-Quadrat-Test“ für alle untersuchten symmetrischen „Korrigierten Längen“ die „Beta-General-Verteilung“ ergeben. Diese Verteilungsfunktion wird durch vier Werte beschrieben:

Zwei Formfaktoren, das Minimum und das Maximum.

In Abbildung 24 wird als Beispiel die nach der Dreiecksverteilung (Min 30m, Most Likely 60m, Max 90m) generierte Inputfunktion und die Funktion der „Korrigierten

Länge“ des sechsten Homogenbereichs (siehe Anhang 2) der später durchgeführten Simulation dargestellt.

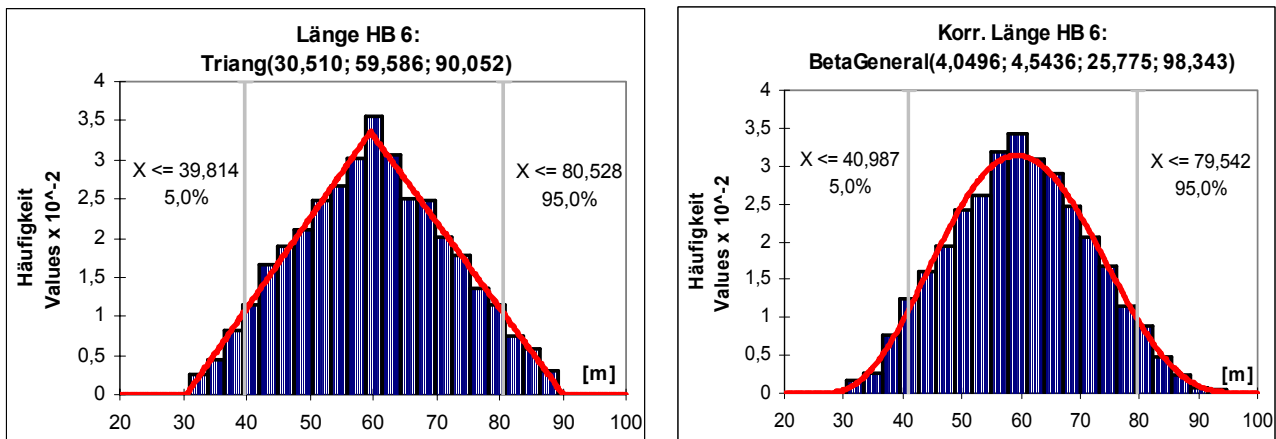


Abbildung 24. Vergleich der generierten und der korrigierten Längen

5.3.3.2 Abfolge

Die Abfolge der GA wird „manuell“ aus dem geologischen Längenschnitt übertragen. Änderungen in der Abfolge gegenüber dem Längenschnitt müssen in Szenarien durchgeführt werden.

5.3.3.3 Störzonen

Eine Behandlung von Störzonen mittels der Methode zur Unterscheidung der GVT wurde nicht durchgeführt. Aufgrund ihrer schlechten Gebirgseigenschaften gehen sie über den Bereich zur Unterscheidung mit dem Hoek-Brown-Modell der BZT hinaus. Es würde GVT 4 ausgegeben werden.

In ihrer Längserstreckung können sie aber wie Homogenbereiche behandelt werden. Damit kann man ihnen beliebige Eigenschaften qualitativ zuschreiben.

5.4 Durchführung

Die Simulation zur Variation der GA entlang der Tunnelachse wurde ebenfalls mit EXCEL und @RISK durchgeführt.

5.4.1 Geschriebener Längenschnitt

Er gibt die Überlagerungshöhe und die Tunnellängserstreckung in bestimmten Schritten an. Dabei kann sowohl mit konstanten Höhenschritten (bewirkt variable Längen)

als auch mit konstanten Längenschritten (bewirkt variable Höhen) gerechnet werden. Den Ergebnissen liegt ein frei gewählter Längenschnitt mit konstant gewählten Längen zu Grunde.

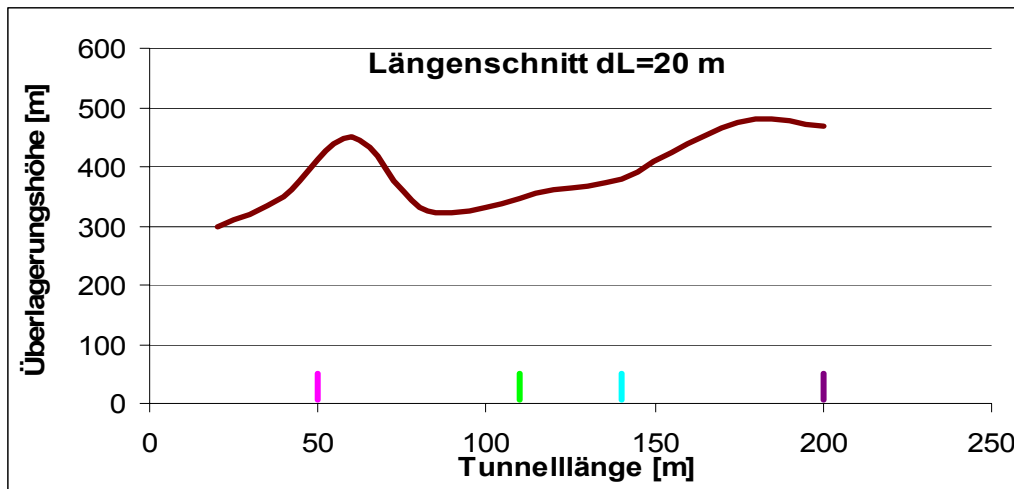


Abbildung 25. gewählter Längenschnitt

Die Grenzen der GA, ersichtlich aus dem geologischen Längenschnitt (Tabelle 12), wurden bereits eingetragen.

5.4.2 Geologischer Längenschnitt

Die Reihenfolge und die prognostizierten Längen der GA werden aus dem geologischen Längenschnitt entnommen.

Tabelle 12 zeigt die Abfolge der GA, die zugeschriebenen Verteilungsfunktionen und Begrenzungen. Gelb unterlegt sind die Eingabefelder mit denen die Abfolge der GA auf Tunnelniveau durch die Dreiecksverteilung (geologischer Längenschnitt) simuliert wird.

GA: 1	Dreieck Most likely: 50	Var. - 10	GA: 2	Dreieck Most likely: 60	Var. - 10	GA: 3	Dreieck Most likely: 30	Var. - 10	GA: 1	Dreieck Most likely: 60	Var. - 20
Länge: 50,00	Var. + 10	Länge: 60,00	Var. + 20	Länge: 30,00	Var. + 15	Länge: 60,00	Var. + 25	Korrigierte Länge 50,00	m	Korrigierte Länge 60,00	m
Korrigierte Länge 50,00	m	Korrigierte Länge 60,00	m	Korrigierte Länge 30,00	m	Korrigierte Länge 60,00	m				

Tabelle 12 Eingabe der Dreiecksfunktionen

5.4.3 Prozentuelle Anteile der GVT

Dem gesamten vorgegebenen Längenschnitt wurde jede GA einmal zugewiesen und die Verteilung der GVT, über die ganze Länge, für diese Gebirgsart tabellarisch ermittelt.

Wird der Rechenaufwand hierfür zu groß, kann der gesamte Längenschnitt in geeignete Bereiche unterteilt werden, und die Berechnung nur für diese Teile durchgeführt

werden. Bei der Unterteilung muss darauf geachtet werden, dass ein genügend großer Bereich mit der im geologischen Längenschnitt zugewiesenen GA berechnet wird. Es müssen alle später generierten Längen für diese GA damit abgedeckt sein. Auf diese Tabellen wird in der folgenden Berechnung zugegriffen. Sie beinhalten die prozentuellen Anteile der GVT für jede GA auf Basis der, dem geschriebenen Längenschnitt entsprechend, variierenden Höhe.

5.4.4 Abfrageroutine

Mittels einer Abfrageroutine werden die GA mit ihren variierenden Längen jeweils in den Längenschnitt eingefügt.

Diese Routine ist der zentrale Punkt der Verknüpfung der generierten Längen mit dem vorhandenen Längenschnitt.

Es wurde zwei Routinen entwickelt:

- Im MS-EXCEL programmierte „IF-THEN“-Schleifen, die mit eine „AND“-Funktionen verbunden wurden. Diese Vorgehensweise ist nur für wenige Wechsel in den GA und kurze Tunnellängen zielführend. Sie wurde für drei Wechsel und eine Tunnellänge von 200m durchgeführt
- Ein im MS-VISUAL BASIC programmiertes Makro, das die Zuordnung der GA in den Längenschnitt bei jeder Iteration durchführt. Diese Methode wurde für einen Tunnellänge von 960m und zehn Wechsel von GA erfolgreich angewendet.

Aufgrund der so gewonnenen Information, welche GA mit welcher Überlagerung ansteht, kann auf die entsprechende Verteilung der GVT zugegriffen werden.

Die prozentuellen Anteile aus der tabellarischen Berechnung multipliziert mit der Länge des untersuchten Abschnittes ergeben die Auftrittslängen der einzelnen GVT. Bei jeder Iteration verändern sich die Auftrittslängen der GA, was andere Längen für die GVT ergibt. Diese werden bei jeder Iteration über die Tunnellänge aufsummiert. Diese Summen ergeben eine Häufigkeitsverteilung.

5.5 Ergebnisse

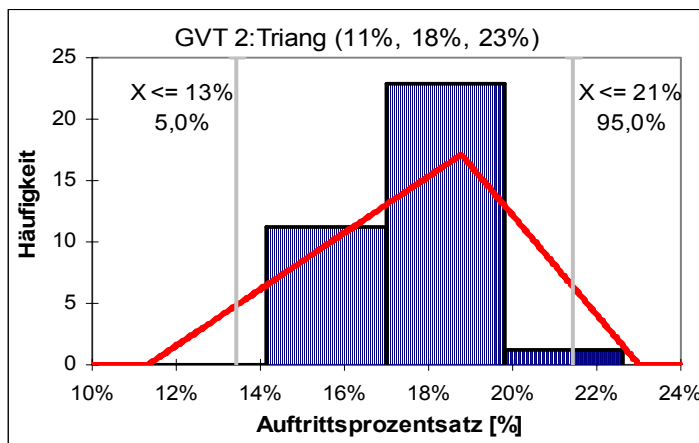
5.5.1 Kurzer Tunnel

Es wurde der in Abbildung 26 dargestellte Tunnel mit konstanten Längenschnitten von $dL=20m$ und vier Wechsel an GA simuliert.

Die Ergebnisse können wie in der deterministischen Methode in Prozent der Tunnellänge oder als Längen dargestellt werden.

Wie aus der Abbildungen 26 ersichtlich, ist die Häufigkeitsverteilung mittels einer Funktion zu beschreiben. Gewählt wurde für alle der GVT eine Dreiecksverteilung.

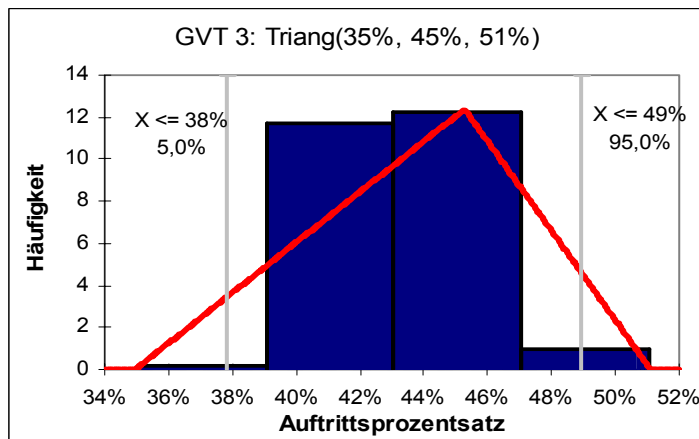
Bei GVT 2 liegt der mit minimaler Wahrscheinlichkeit auftretende Anteil an der Tunnelgesamtlänge bei 11%. Am wahrscheinlichsten ist der Wert von 18%, der maximale Prozentsatz (mit wiederum geringer Wahrscheinlichkeit) liegt bei 23%.



Mit Hilfe der „Delimiters“ erkennt man, dass 95% aller Werte zwischen 13% und 21% liegen. (95% Quantile)

Abbildung 26. Auftretenswahrscheinlichkeit des GVT 2

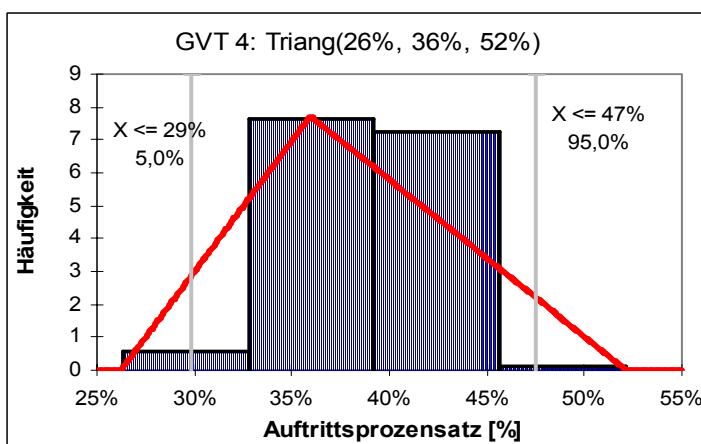
Das Ergebnis für den GVT 3 ist in Abbildung 27 dargestellt:



Der wahrscheinlichste Wert liegt bei 45%, alle Werte in einem Bereich zwischen 35% und 51%. Innerhalb von 38% und 49% liegen 95% aller Werte. (95% Quantile)

Abbildung 27. Auftretenswahrscheinlichkeit des GVT 3

In Abbildung 28 ist das Ergebnis für GVT 4 dargestellt.



Der wahrscheinlichste Wert liegt bei 36%, alle Werte in einem Bereich zwischen 26% und 52%. Innerhalb von 30% und 47% lie-

gen 95% aller Werte. (95% Quantile)

Abbildung 28. Auftretenswahrscheinlichkeit des GVT 4

Die Summe der drei „Most Likely Values“ beträgt 100%.

Die Methode liefert Ergebnisse mit der gewünschten Aussagekraft, nämlich Auftretensprozentensätze, mit einer quantifizierbaren Auftretenswahrscheinlichkeit.

Jedoch ist die Qualität der Ergebnisse nicht zufrieden stellend. Das liegt an der zu geringen Anzahl an GA-Wechsel und an der zu geringen Tunnellänge.

5.5.2 Langer Tunnel

Bei einer größeren Anzahl an GA-Wechsel können die Ergebnisse für die einzelnen GVT besser durch eine Verteilungsfunktion dargestellt werden.

Dieser Berechnung basiert auf den in Abbildung 29 dargestellten Längenschnitt und zehn GA-Wechsel. Es wurden 1.000 Iterationen mittels @RISK durchgeführt. Die genauen Definitionen der einzelnen Längen der GA sind dem Anhang 2 zu entnehmen. Die Wechsel in einer Permutation sind als Striche auf der Abszisse (Höhe=0=Tunnelniveau) eingetragen.

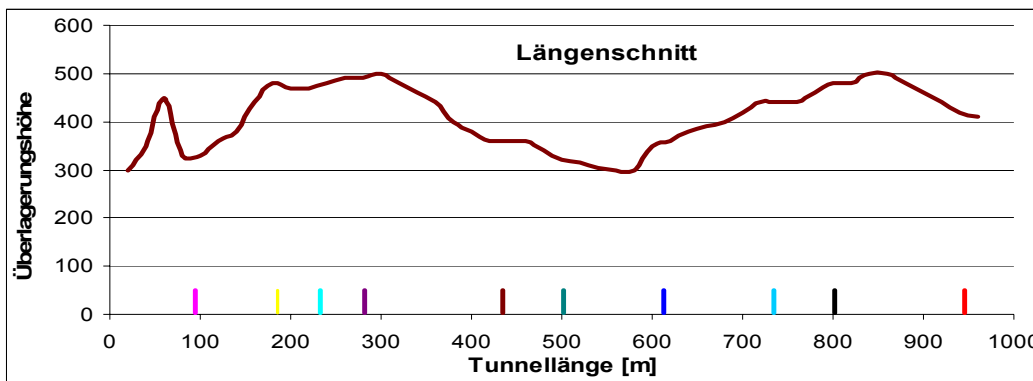
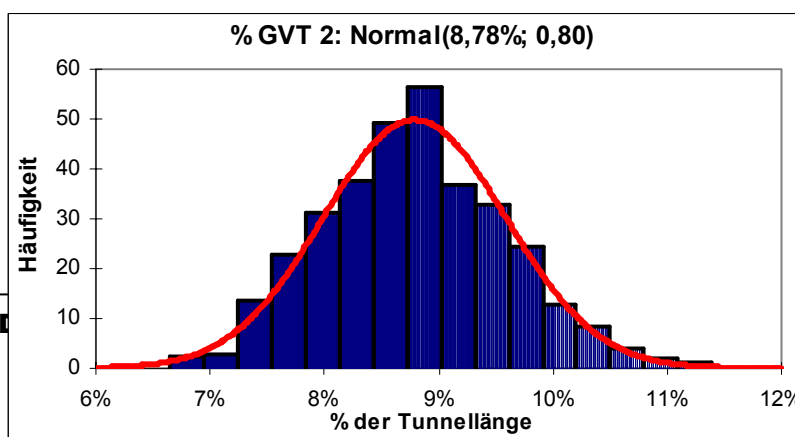


Abbildung 29. Längenschnitt „Langer Tunnel“

Die Ergebnisse für die drei untersuchten GVT lassen sich in Gauß-Normalverteilungen darstellen. Die Normalverteilung wurde dem „Chi-Quadrat-Test“



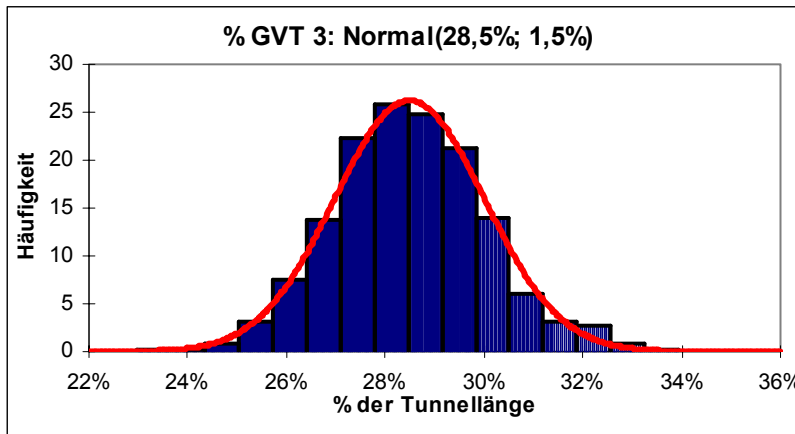
unterzogen und liefert geringe Abweichungen.

GVT 2:

Mittelwert: 8,78%

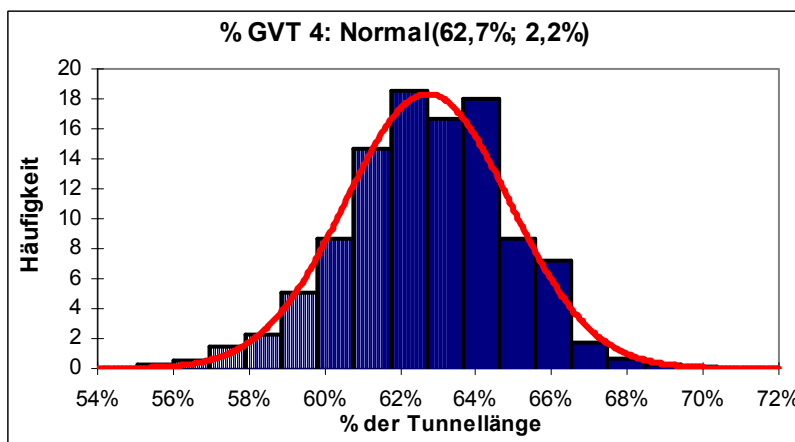
Standardabw.: 0,80%

Abbildung 30. %-Verteilung des GVT 2



GVT 3:
Mittelwert: 28,5%
Standardabw.: 1,5%

Abbildung 31. %-Verteilung des GVT's 3



GVT 4:
Mittelwert: 62,7%
Standardabw.: 2,2%

Abbildung 32. %-Verteilung des GVT 3

Das sind für alle der GVT eindeutige Werte mit geringen Standard Abweichungen. Klarer ersichtlich wird dies aus Verwendung der kumulativen Darstellung für alle drei Ergebnisse in einem Graph. Die Steilheit der Summenlinien ist das Maß für die geringen Standardabweichungen.

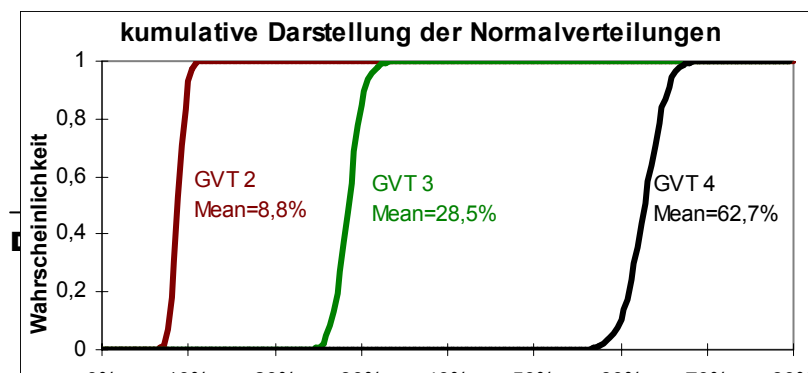


Abbildung 33. %-Verteilung des GVT 3

Die Summe der Mittelwert beträgt exakt 100%. Das ist durch die Berechnung der Prozentsätze bedingt und ist kein Kriterium für die Genauigkeit der Berechnung.

Abbildung 34 zeigt den Vergleich der Ergebnisse der durchgeführten probabilistischen Berechnung der Auftrittsprozentsätze mit einer deterministischen Berechnung. Für die deterministische Berechnung wurden die Mittelwerte die Dreiecksverteilungen als Länge der einzelnen GA angenommen.

Die ermittelten Prozentsätze lassen sich gut als 3D-Kreisdiagramme darstellen

Eine Verschiebung der einzelnen Prozentsätze hin zum GVT 4 ist klar ersichtlich. Diese ist durch die Summe der möglichen Längenänderungen bedingt. Die Variation der Längen hat eindeutige Auswirkungen auf das Gesamtergebnis.

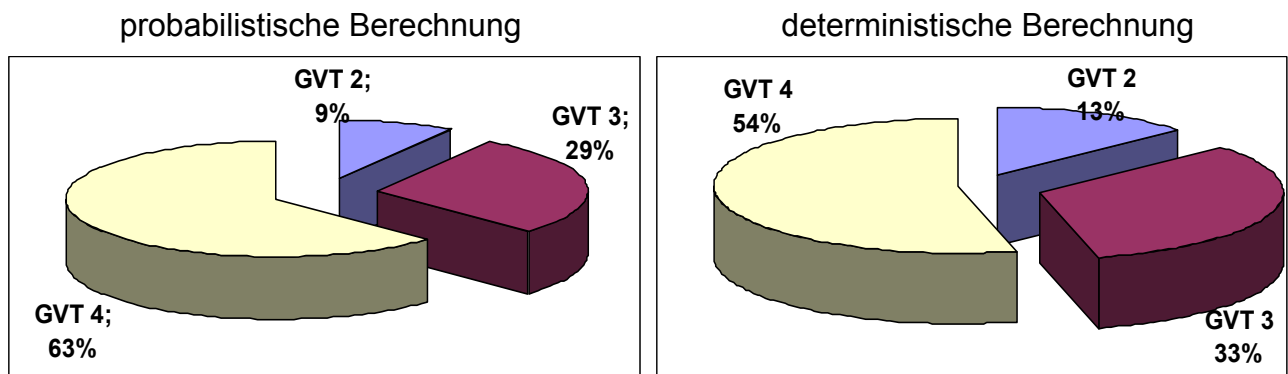


Abbildung 34. %-Verteilung der GVT

6. ZUSAMMENFASSUNG

Basierend auf der „Richtlinie für die Geomechanische Planung von Untertagebauarbeiten mit zyklischem Vortrieb“ [1], die aus der neuen ÖN B2203 -1 [11] ausgegliedert ist, wird eine Methode entwickelt, um die Verteilung der Gebirgsverhaltenstypen (GVT) entlang einer Tunnelachse zu simulieren.

In einem ersten Schritt wird mit Einsatz von probabilistischen Mitteln die stochastische Natur der Schlüsselparameter berücksichtigt. Die Bruch- oder Plastifizierungszonentiefe (BZT) von Hoek [22] wird als Kriterium zur Unterscheidung der GVT 1 bis 4 herangezogen. Das Ergebnis ist die wahrscheinliche, prozentuelle Verteilung der einzelnen GVT in einer festgelegten Gebirgsart bei bestimmter Überlagerung.

In einem zweiten Schritt wird die Abfolge der Gebirgsarten (GA) entlang der Tunnelachse modelliert. Dabei wird auf die Prognoseunsicherheit des geologischen Modells eingegangen. Die Auftrittslängen der einzelnen GA werden mittels Verteilungsfunktionen beschrieben, die Abfolge wird aus dem geologischen Längenschnitt entnommen. Das Ergebnis ist der prozentuelle und längenmäßige Anteil der einzelnen GVT an der Tunnelgesamtlänge. Die Auftretenswahrscheinlichkeiten der einzelnen GVT können durch die Standardabweichung oder Quantil-Werten des gewünschten Bereichs der Ergebnisfunktion quantifiziert werden. Für die Unterscheidung der einzelnen GVT nach der BZT von Hoek-Brown mussten keine Vereinfachungen getroffen werden. Der von Hoek [22] für MS-EXCEL entwickelte Berechnungsablauf konnte mit Hilfe von @RISK [30] auch für probabilistische Parameter durchgeführt werden. Den drei Schlüsselparametern (SP) UCS, GSI und m_i werden Normalverteilungen zugewiesen. Das Ergebnis wird ebenfalls normalverteilt angenommen. Es gibt die Prozentsätze des Auftretens der einzelnen GVT in einem Homogenbereich oder GA bei vorgegebener Hohlraumgröße, Überlagerung und Wichte (Einflussparameter, EP) an. Für die Modellierung der Längsverteilung wurde weitgehend auf eine Automatisierung verzichtet. Die Längen der GA werden mit Dreiecksverteilungen beschrieben. Die Abfolge der GA kann in Szenarien variiert werden. Das ermittelte Ergebnis lässt sich wiederum als Normalverteilung mit Mittelwert und Standard Abweichung oder als Quantil-Werte der Normalverteilungen angeben. Der so ermittelten Verteilung der GVT können Ausbautypen und damit Stützmitteleinsatz, Vortriebsgeschwindigkeit und Baukosten zugeschrieben werden.

Makro zur Zuordnung der GA in den geschriebenen Längenschnitt:

Programmiert in MS-Visual Basic

```
public Function Gebirgsart(laenge)
Dim a As Integer
Dim b As Integer

b = 4 ' Spalte D

' Zeile 62 bis 71
For a = 62 To 71
    If laenge <= Cells(a, b).Value Then
        Gebirgsart = Cells(a, b + 1).Value
        Exit Function
    End If
Next a

Gebirgsart = 0

End Function
```

Erklärung: Weist dem Geschriebenen Längenschnitt (Zelle, in dem Funktion ausgeführt wird), die richtige Gebirgsart (Längen in Spalte D (4), Zeile 62 bis 71, Name in Spalte E (4+1=5), Zeile 62 bis 71) in Abhängigkeit von den generierten Längen zu.

Annahme der Verteilung und Längen der GA über den Tunnel

GA:	Dreieck Most likely:	90
1	Var. -	20
Länge:	73,41	Var. +
Korrigierte Länge	73,41	m

GA:	Dreieck Most likely:	90
2	Var. -	10
Länge:	114,57	Var. +
Korrigierte Länge	114,57	m

GA:	Dreieck Most likely:	60
3	Var. -	20
Länge:	69,79	Var. +
Korrigierte Länge	69,79	m

GA:	Dreieck Most likely:	60
1	Var. -	20
Länge:	70,72	Var. +
Korrigierte Länge	70,72	m

GA:	Dreieck Most likely:	150
2	Var. -	30
Länge:	156,63	Var. +
Korrigierte Länge	156,63	m

GA:	Dreieck Most likely:	60
1	Var. -	40
Länge:	28,52	Var. +
Korrigierte Länge	28,52	m

GA:	Dreieck Most likely:	100
3	Var. -	20
Länge:	88,02	Var. +
Korrigierte Länge	88,02	m

GA:	Dreieck Most likely:	140
2	Var. -	30
Länge:	184,35	Var. +
Korrigierte Länge	184,35	m

GA:	Dreieck Most likely:	90
1	Var. -	30
Länge:	83,72	Var. +
Korrigierte Länge	83,72	m

GA:	Dreieck Most likely:	120
3	Var. -	40
Länge:	100,14	Var. +
Korrigierte Länge	100,14	m

"=RiskOutput("Korrigierte Länge")+WENN(\$E\$51=\$E\$52;C31;\$E\$52/\$E\$51*C31)"

ERKLÄRUNG: Die zehn GA wurden jeweils als dreiecks-verteilt angenommen. Es wird ein „Most likely value“ eine rechte und Grenze angegeben. Die Abfolge der Ga ist oben dargestellt und wurde frei gewählt: (1, 2, 3, 1, 2, 1, 3, 2, 1, 3).

Die Korrigierte Länge (Formel ebenfalls oben dargestellt) passt die generierten Längen an die Tunnellänge an.

-
- [1] Richtlinie für die Geomechanische Planung von Untertagebauarbeiten mit zyklischem Vortrieb, Österreichische Gesellschaft für Geomechanik, Arbeitsgruppe „Gebirgscharakterisierung“ Leitung Wulf Schubert, Salzburg, 2001
- [2] Daller, J., Riedmüller, G., Schubert, W., 1994.: Zur Problematik der Gebirgsklassifizierung im Tunnelbau. *Felsbau* 12/6, 4433-447
- [3] Hoek, E.: *Practical Rock engineering*, 2000, Chapter 3 Hoek's Corner, www.rokscience.com/roc/Hoek/Hoeknotes2000.htm
- [4] Ritter, W. 1879. *Die Statik der Tunnelgewölbe*. Berlin: Springer.
- [5] Schubert, W.: Vorlesung Felsmechanik VA, TU-Graz, persönliche Mitschrift WS 96/97
- [6] Terzaghi, K. v.: *Geological Introduction to Tunneling with Steel Supports*. Proctor & White; The commercial Stamping and Shearing Company, Ohio, 1964
- [7] Stini, J.: *Tunnelbaugeologie*. Springer Verlag, Wien 1950
- [8] Lauffer, H. 1958. Gebirgsklassifizierung für den Stollenbau. *Geol. Bauwesen* 24(1), 46-51.
- [9] Pacher, F., Rabcewics, L. v., Golser, J.: Zum derzeitigen Stand der Gebirgsklassifizierung im Stollen und Tunnelbau. Schriftenreihe *Strassenforschung*. Bundesministerium für Bauten und Technik, Heft 18, Wien 1974
- [10] ÖNorm B2203: Untertagebauarbeiten, Werkvertragsnorm, Österreichisches Normungsinstitut, Wien 1994
- [11] ÖNorm B2203-1: Untertagebauarbeiten- Werkvertragsnorm, Teil 1: Zyklischer Vortrieb, Österreichisches Normungsinstitut, Wien 2001
- [12] Deere, D.U. and Miller, R.P. 1966. Engineering classification and index properties of rock. Technical Report No. AFNL-TR-65-116. Albuquerque, NM: Air Force Weapons Laboratory.
- [13] Deere, D.U., Hendron, A.J., Patton, F.D. and Cording, E.J. 1967. Design of surface and near surface construction in rock. In *Failure and breakage of rock*, proc. 8th U.S. symp. rock mech., (ed. C. Fairhurst), 237-302. New York: Soc. Min. Engrs, Am. Inst. Min. Metall. Petrolm Engrs.
- [14] Wickham, G.E., Tiedemann, H.R. and Skinner, E.H. 1972. Support determination based on geologic predictions. In *Proc. North American rapid excav. tunneling conf.*, Chicago, (eds K.S. Lane and L.A. Garfield), 43-64. New York: Soc. Min. Engrs, Am. Inst. Min. Metall. Petrolm Engrs.
- [15] 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.
- [16] Bieniawski Z.T. 1989. *Engineering Rock Mass Classifications*. Wiley, New York. 251pages.
- [17] Cummings, R.A., Kendorski, F.S. and Bieniawski, Z.T. 1982. Caving rock mass classification and support estimation. U.S. Bureau of Mines Contract Report #J0100103. Chicago: Engineers Intern. Inc.
- [18] Kendorski, F., Cummings, R., Bieniawski, Z.T. and Skinner, E. 1983. Rock mass classification for block caving mine drift support. *Proc. 5th Congr. Int. Soc. Rock Mech.*, Melbourne, B51-B63. Rotterdam: Balkema.
- [19] Laubscher, D.M. and Page, C.H. 1990. The design of rock support in high stress or weak rock environments. *Proc. 92nd Can. Inst. Min. Metall. AGM*, Ottawa, Paper # 91.

-
- [20] Barton, N.R., Lien, R. and Lunde, J. 1974. Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock Mech.* 6(4), 189-239.
- [21] Hoek, E. and Brown, E.T. 1980b. Empirical strength criterion for rock masses. J. Geotech. Engineering Div., ASCE 106(GT9), 1013-1035.
- [22] Hoek, E.: *Practical Rock engineering, 2000*, Chapter 11 Hoek's Corner, www.rokscience.com/roc/Hoek/Hoeknotes2000.htm
- [23] Hoek, E. 1994. Strength of rock and rock masses. *ISRM News Journal*, 2 (2), 4-16.
- [24] Serafim, J.L. and Pereira, J.P. 1983. Consideration of the geomechanical classification of Bieniawski. *Proc. int. symp. on engineering geology and underground construction*, Lisbon 1(II), 33-44.
- [25] Riedmüller, G., Schubert, W.: Rock mass modelling in tunnelling versus rock mass classification using rating methods, *Rock Mechanics for Industry*, Amadei, Kranz, Scott & Smeallie, 1999, ISBN 90 5809 052 3, Balkema, Rotterdam
- [26] Einstein, H.H., Baecher, G.B.: Probabilistic and Statistical Methods in engineering Geology-I Problem Statement and Introduction to Solution. *Rock Mech. Supplementum.* 12 (1982), pp. 7-61
- [27] Einstein, H.H., Baecher, G.B.: Probabilistic and Statistical Methods in engineering Geology. *Rock Mechanics and Rock engineering.* 16: 39-72, 1983, Springer Verlag
- [28] Einstein, H.H.: Entscheidungshilfen bei der Planung und Bau von Tunnels, Studienblätter zum gleichnamigen Vortrag an der TU-Graz 1996. Veranstalter: Gruppe Geotechnik Graz (GGG)
- [29] Weber H.: *Einführung in die Wahrscheinlichkeitsrechnung und Statistik für Ingenieure.* Teubner Studienskripten, Mathematik/Ingenieurwissenschaften, B.G. Teubner, Stuttgart, 1988
- [30] @RISK, Palisade Corporation, 32 Decker Road, Newfield, NY USA 14867, 2002
- [31] Thurner R.: Probabilistische Untersuchungen in der Geotechnik mittels deterministischer Finite Elemente Methode. *Dissertation*, Institut für Bodenmechanik und Grundbau, TU-Graz, 2000
- [32] Marte H.: Bearbeitung von Grundlagen für Entscheidungshilfen bei Rutschhängen 1. Teil. *Diplomarbeit*, Institut für Bodenmechanik und Grundbau, TU-Graz, 1997
- [33] Einstein, H.H., Xu S., Grasso P., Mahtab M.A.: Decision Aids for Tunneling 10th anniv. Issue. *World tunnelling* 1998
- [34] Einstein H.H., Sinfield J.V.: Evaluation of Tunneling Technology using the "Decision Aids for Tunneling" *Tunneling and underground space Technology*, Vol. 11, No 4, 1996
- [35] Dudt J. P., Descoedres F.: Quantifizierung der Prognose(un)sicherheiten im Tunnelbau am Beispiel der AlpTransit Basistunnel. 1999 ISBN 90 5410 480 5 Rotterdam: Balkeema