



**Universität für Bodenkultur Wien**

University of Natural Resources and Applied Life Sciences Vienna

Department für Bautechnik und Naturgefahren

Institut für Angewandte Geologie

**INGENIEURGEOLOGISCHE  
STANDSICHERHEITSBEURTEILUNG EINER  
FELSBÖSCHUNG**

Masterarbeit zur Erlangung des akademischen Grades

**DIPLOMINGENIEURIN**  
für  
**KULTURTECHNIK UND WASSERWIRTSCHAFT**

eingereicht bei  
ao. Univ.-Prof. i.R. Ing. Dr. phil. Rudolf SCHWINGENSCHLÖGL

**Bakk. techn. Edeltraud RABL-HOFBAUER**

Wien, August 2013

## **Vorwort**

Das Thema meiner Masterarbeit ergab sich aus meiner Liebe zum Fels und zum Bergsteigen, sowie meiner langjährigen Tätigkeit als Tutorin des Institutes für Angewandte Geologie auf der Universität für Bodenkultur. Die Datensammlung und -verarbeitung und die Verfassung der Arbeit führte ich parallel neben meinem Masterstudium zwischen Oktober 2011 und August 2013 durch.

Mein Betreuer ao. Univ. Prof. Rudolf Schwingenschlögl stand mir während meiner Studienzeit stets inspirierend und motivierend zur Seite und ermutigte mich herausfordernde Aufgaben zu bewältigen. Ihm verdanke ich auch den Kontakt zur Firma Wopfinger GmbH und den Großteil meines Wissen über Ingenieurgeologie, das ich in den letzten Jahre sammeln durfte. Auch seine Frau Helene Pfalz-Schwingenschlögl war mir stets eine ermutigende Begleiterin auf dem Weg zur Diplomingenieurin der Kulturtechnik. Ein sehr kollegiales Verhältnis verbindet mich darüber hinaus mit ao. Univ. Prof. Franz Ottner, Dr. Karin Wriessing und DI Maria Mayrhofer, die mich in die Methoden der Tonmineralogie und der geologischen Materialbestimmung eingeführt haben und mir mit Rat und Tat zur Seite standen.

Die gelungenen Photos der Gesteine und des Steinbruchs entstammen der Digitalkamera meines Sohnes Sebastian. Die Geduld und Ermutigung meiner beiden Söhne Adrian und Sebastian und besonders die meines Mannes Ewald haben entscheidend zum Gelingen dieser Arbeit beigetragen. Darüber hinaus hat mich mein Mann immer in den Steinbruch begleitet und mich als Schriftführer und Assistent tatkräftig unterstützt. Er ist zweifelsohne mein wichtigster Weggefährte.

Ich hoffe, dass mich auch beruflich noch zahlreiche Herausforderungen erwarten und vielleicht auch die eine oder andere Aufgabe im Fels dabei sein wird.

## Zusammenfassung

Diese Masterarbeit befasst sich mit der Beurteilung der Standsicherheit im Steinbruch der Firma Wopfinger GmbH in den Ausläufern des Hohe-Wand-Massiv. Als Untersuchungsgebiet wurde im Steinbruchbereich „Lange Lisse“ ein Abschnitt gewählt, der sich über drei Etagen erstreckt und in welchem Felsgleitungen stattgefunden haben. Das Felsversagen wird analysiert, beurteilt und dessen weiterer Verlauf prognostiziert.

Zur Erhebung der Parameter kamen verschiedene Mess- und Berechnungsmethoden zum Einsatz, unter anderem Feldmethoden wie Schmidt-Hammer- und Punktlastversuche, sowie Messungen der Geometrie mittels Geologen-Kompass. Die Verlässlichkeit der gewonnenen Messdaten und der aufgestellten Hypothesen wurde statistisch geprüft. Ferner kamen Methoden der Felsklassifizierung zum Einsatz. Die Daten wurden Vergleichswerten aus der Fachliteratur gegenübergestellt, bzw. wurden Berechnungsmethoden und fehlende Eingangswerte für die Modelle der Literatur entnommen. Durch Bildung verschiedenster Szenarien und Beurteilung der Simulationsergebnisse mittels Sensitivitätsanalyse konnten die Modelle validiert und verifiziert werden. Die Erstellung der Computermodelle und die Simulation der Einwirkungen und Reaktionen des Systems erfolgte mittels des Programms UDEC 4.01, welches sich für die Modellierung der Distinkte-Elemente-Problematik im Kalkgebirge gut eignet.

Bereits im Zuge der Arbeiten im Steinbruch konnte beobachtet werden, dass sich die Felsgleitungen vergrößern. Die Simulationen lieferten Verschiebungen und Verformungen der Felsböschung, welche mit Beobachtungen vor Ort vergleichbar sind. Die Eingabe von schlechteren Parametern für die Fels- und Klufteigenschaften, führte zu den erwarteten Vergrößerungen der Bewegungen im Gebirge und bestätigte das Funktionieren der Modelle.

Aus den Ergebnissen der Simulationen muss geschlossen werden, dass es auch weiterhin zu massiven Verschiebungen der Klufkörper entlang der Böschungskante kommt, die zu Felsgleitungen und Steinschlägen führen. Um die Begehbarkeit des Steinbruchbereiches zu gewährleisten, sind Stabilisierungsmaßnahmen erforderlich, wie zum Beispiel Blockwürfe oder Trockensteinmauern.

## **Abstract**

This thesis deals with the assessment of rock-slope-stability in a quarry of the company Wopfinger GmbH located in the "Hohe Wand" massif's foothills. In the selected investigation area, which is situated in the quarry-section "Lange Lisse" and extends over three berms, a rock slide already occurred. After analyzing and evaluating the rock behavior, further development has been computed.

In order to collect parameters, different measurement and calculation methods were used, including field methods such as rebound tests and point load tests, as well as measurements of geometry by geologists compass. Furthermore, methods of rock classification were used and technical literature served as a reference for calculation methods and input values. The reliability of the measured data and the hypotheses was evaluated by means of statistical tests. Through the formation of various scenarios and assessment of the simulation results using the sensitivity analysis the models could be validated and verified. The program UDEC 4.01 proved to be an applicable device for performing the systems actions and reactions with reflecting the Distinct-Element-problem in limestone.

In the course of the assignment the increasing of the rock sliding could be observed. The simulations yielded displacements and deformations of the rock slope, which are similar to field observations. Deterioration of rock and joint properties by changing corresponding parameters, led to the expected enlargement of the movements and confirmed the functioning of the models.

The simulation results demonstrate that continuous movements in the slope edge's vicinity will lead to deterioration with further rock slides and rock falls. Ensuring the accessibility of the quarry area requires stabilization measures, such as dry stone walling or similar methods.

# Inhaltsverzeichnis

<b>1 Einleitung</b> .....	<b>1</b>
<b>2 Zielsetzung und Abgrenzung der Fragestellung</b> .....	<b>4</b>
<b>3 Geologische Lage des Gebietes und Stratigraphie</b> .....	<b>5</b>
<b>4 Datengrundlage, Material und Methoden</b> .....	<b>7</b>
4.1 Datengrundlage .....	7
4.2 Theoretische Grundlagen.....	8
4.3 Angewandte Methoden im Feld.....	13
4.3.1 Geometrie mittels Gefügekompass, Messstab und Maßband.....	13
4.3.2 Schmidt-Hammer-Methode.....	13
4.3.3 Federwaage zur Ermittlung des Reibungswinkels.....	15
4.3.4 Punktlastversuch (PLT).....	16
4.4 Angewandte Methode im Labor – Röntgendiffraktometrie.....	17
4.5 Berechnung der Kohäsion und Berücksichtigung von Materialbrücken und Dilatation.....	18
4.6 Felsklassifizierung.....	21
4.7 Modelle und Simulationsprogramme.....	26
4.7.1 Kontinuumsmechanisches Modell - Fast Lagrangian Analysis of Continua (FLAC).....	27
4.7.2 Diskontinuumsmechanik - Particle Flow Code (PFC) und Universal Distinct Element Code (UDEC) .....	27
<b>5 Parametererhebung und Ergebnisse</b> .....	<b>33</b>
5.1 Fallwinkel der Böschung und der Trennflächen – Kluftstatistik.....	33
5.2 Fallwinkel und Abstände der Trennflächen im Profil.....	37
5.3 Versuchsplanung .....	39
5.3.1 Planung der Stichprobengröße für die Schmidt-Hammer-Versuche an den Trennflächen.....	39
5.3.2 Planung der Stichprobengröße für die Schmidt-Hammer-Messungen des Gesteins.....	40
5.3.3 Planung der Stichprobengröße für die Punktlast-Versuche mit Gesteinen aus den Kluftkörpern und der Gleitfläche.....	41

5.4 Statistische Analyse der Schmidt-Hammer- und Punktlast-versuche mit IBM® SPSS® sowie deren Auswertungen .....	43
5.4.1 Schmidt-Hammer- Versuch an den Trennflächen .....	43
5.4.2 Schmidt-Hammer-Versuche für das unverwitterte Gestein.....	46
5.4.3 Auswertung der Messungen aus den Schmidt-Hammer-Versuchen.....	47
5.4.4 Punktlastversuch und Auswertung der Messungen.....	48
5.5 Ergebnisse der Versuche mittels Federwaage – Scherwinkel.....	52
5.6 Bestimmung der Trennflächenkohäsion.....	53
5.7 Gesteinsarten im Untersuchungsgebiet.....	55
5.8 Lithogramm des Gebirges.....	59
5.9 Felsklassifizierung.....	63
5.9.1 Rock Quality Design (RQD).....	63
5.9.2 Rock Mass Rating (RMR) und Slope Mass Rating (SMR).....	63
5.9.3 Geological Strengt Index (GSI).....	64
<b>6 Parametergegenüberstellung und -auswahl – Bildung von Qualitätsstufen..</b>	<b>68</b>
6.1 Widerstand – innere Eigenschaften des Materials.....	68
6.2 Treibende Kräfte – Belastung, Entlastung, Erdbeben.....	76
<b>7 UDEC 4.01 – Modellierung und Erläuterung der Szenarien.....</b>	<b>77</b>
<b>8 Simulation – UDEC 4.01.....</b>	<b>84</b>
8.1 Anfangs- und Randbedingungen.....	84
8.2 Ergebnisse Profil 1.....	85
8.2.1 Profil 1: Ausgangsgleichgewicht vor Abbau.....	85
8.2.2 Profil 1: Entlastungssituation (Abbau).....	87
8.3 Ergebnisse Profil 2.....	94
8.4 Ergebnisse Profil 3.....	100
8.4.1 Profil 3: Ausgangsgleichgewicht vor Abbau.....	100
8.4.2 Profil 3: Entlastungssituation (Abbau).....	101
8.4.3 Vergleich Profil 3, Sz. 3 – Klufbereiche zoniert versus durchgehend mit mittleren Trennflächenabmessungen modelliert.....	105
8.5 Verformungen Profil 1, Szenario 1 – nach Abbau + Erdbeben (Lastfall 1 + 2 + 3) .....	106

8.6 Verifizierung des Basismodells – Sensitivitätsanalyse .....	110
8.7 Validierung des Basismodells.....	111
<b>9 Schlussfolgerungen .....</b>	<b>112</b>
<b>10 Literaturverzeichnis.....</b>	<b>113</b>
10.1 Internetquellen.....	117
<b>11 Anhang.....</b>	<b>118</b>
11.1 Geometrie der Böschung.....	118
11.1.1 Karten – Grundriss, Profile, Ansicht.....	118
11.1.2 Feldaufnahmen zur Böschungs- und Trennflächengeometrie.....	124
11.1.3 UDEC 4.01 – Syntax der Modelle und der Simulationen .....	129
11.1.3.1 UDEC-Syntax der Modelle.....	129
11.1.3.2 UDEC-Syntax der Simulationen.....	139
11.1.3.3 Modellierung – Testmodell, Profil 1, Szenario 1.....	140
11.1.3.4 Simulation – Testmodell, Profil 1, Szenario 1.....	141
<b>12 Abbildungsverzeichnis.....</b>	<b>144</b>
12.1 Abbildungsverzeichnis Anhang.....	149
<b>13 Tabellenverzeichnis.....</b>	<b>150</b>
13.1 Tabellenverzeichnis Anhang .....	152

# 1 Einleitung

Ziel der Masterarbeit ist die Beurteilung der Standsicherheit eines Felsböschungsabschnittes in einem Steinbruch der Firma Wopfinger Baustoffindustrie GmbH.

Es kommen verschiedene Mess- und Berechnungsmethoden zur Parametrierung zum Einsatz. Anschließend wird über die Diskrete-Elemente-Methode ein Felsmodell erstellt und die unterschiedlichen Felsverhalten mittels eines Distinkte-Elemente-Programmes simuliert. Für Böschungsbereiche, die als rutschungsanfällig eingestuft werden, sind ferner geeignete Stützmaßnahmen zu diskutieren.

Der Steinbruch liegt im Hohe-Wand-Gebiet ca. 16 km westlich von Wiener Neustadt nahe des Ortes Dürnbach.

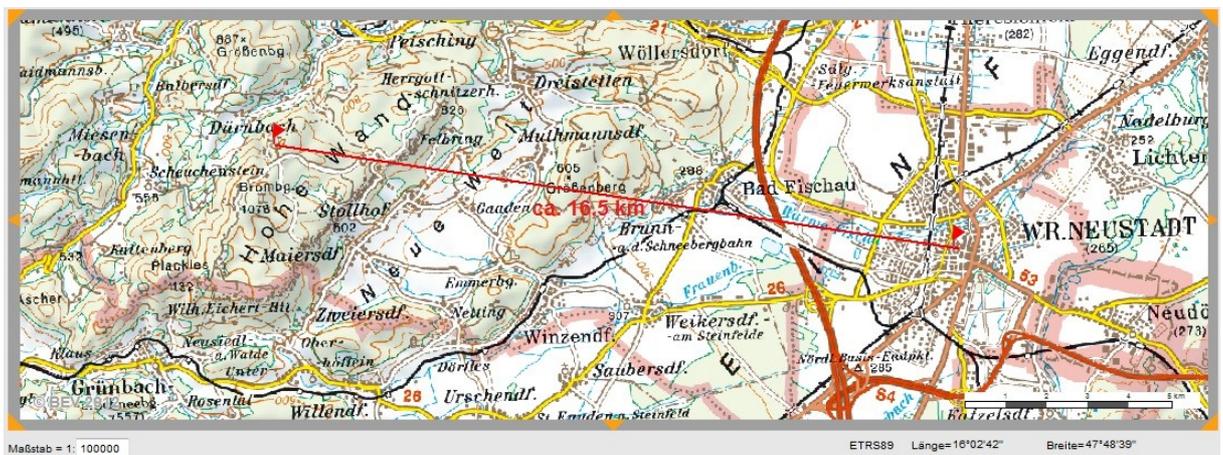


Abb. 1: geographische Lage des Untersuchungsgebietes ( BUNDESAMT FÜR EICH- UND VERMESSUNGSWESEN, a, s.a.)

Durch den Steinbruch führt der Wanderweg 01 A, NLW, dessen Begehrbarkeit gewährleistet sein muss. Die Steinschlaggefährdung der Benutzer dieses öffentlichen Weges ist zu beurteilen.

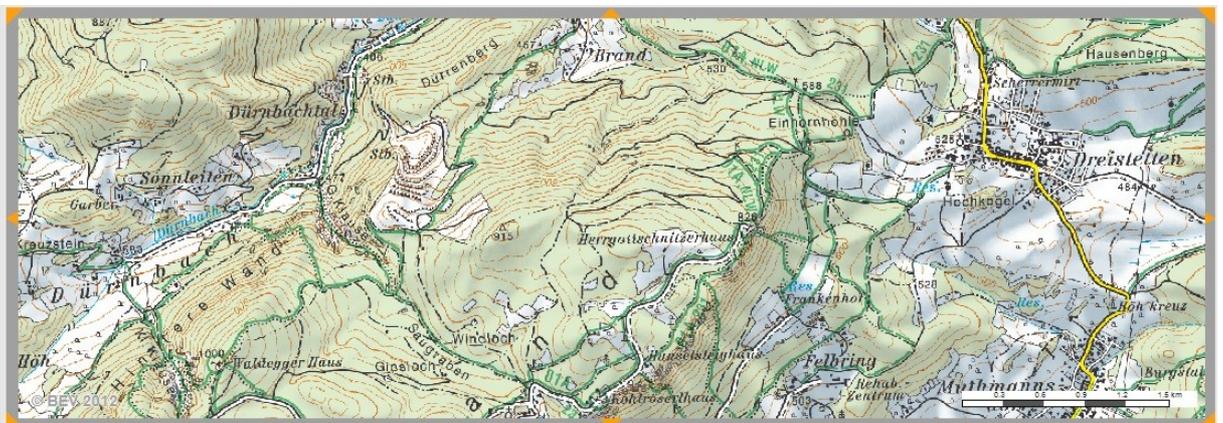


Abb. 2: Lage Steinbruch im Wandergebiet (BUNDESAMT FÜR EICH- UND VERMESSUNGSWESEN, b, s.a.)

Der Betreiber möchte die Querung parallel zu den Endböschungen ermöglichen. Die Stabilisierung von Erdwällen als Steinfallschutz durch geeignete Bepflanzung wurde bereits untersucht und Vorschläge unterbreitet (SCHMIED, M., unveröff., 2010).

Jene beiden kritischen Bereiche, wo bereits Rutschungen stattgefunden haben und eine markante Gleitfläche sichtbar und zugänglich ist, werden untersucht. Abbildung 3 ist eine Photographie der Etagen, an deren Fuß der Wanderweg hindurchgeführt werden soll. Die Abbildung 4 zeigt die Rutschung frontal. Sie hat sich zwischen November 2011 und Juli 2012 deutlich vergrößert.



Abb. 3: Ansicht der Lage des Untersuchungsgebietes im Steinbruchbereich Lange Lisse (photogr. RABL-HOFBAUER, E., 19-11-2011)



Abb. 4: Ansicht des Untersuchungsgebietes (photogr. RABL-HOFBAUER, E., 12-07-2012)

## 2 Zielsetzung und Abgrenzung der Fragestellung

Die Gefahr von Steinschlag und Felsversagen im Untersuchungsgebiet soll ermittelt werden, um die Sicherheit eines Wanderweges, dessen Verlauf behördlich festgelegt wird, zu gewährleisten.

Darüber hinaus ist die Absicherung der betroffenen Endböschungen nötig, um auch künftig Genehmigungen für Gewinnungsbetriebspläne zu erhalten, ohne die der Abbau nicht möglich wäre. Die unter anderem geforderte Gewährleistung der Unversehrtheit von Nachbargrundstücken beinhaltet auch die Begehbarkeit des Wanderweges. Auch Fragen des Arbeitsschutzes fließen mit ein. (BUNDESMINISTER FÜR ARBEIT, SOZIALES UND KONSUMENTENSCHUTZ, 2010)

Für das Felsverhalten sind endogene und exogene terrestrische Einflüssen verantwortlich. Die Fragestellung umfasst deshalb Überlegungen zu den geometrischen, lithologischen, mechanischen, kinematischen und klimatischen Verhältnissen.

Bereiche in denen bereits Rutschungen stattgefunden haben, können als repräsentative Schwachstellen der Gesamtböschung gesehen und als Untersuchungsgebiet gewählt werden. Das Gewicht, der Auflockerungsgrad und der Zustand der angrenzenden Felsmassen, sowie die Lage und Ausbildung jener Trennflächen, an denen es zum Felsversagen kommen kann, sind zu bestimmen. Schließlich werden alle treibenden und rückhaltenden Kräfte ermittelt und das Datenmaterial ausgewertet.

Die gewonnenen Daten gehen in ein Modell ein, das mit einem der Computerprogramme UDEC, FLAC oder PFC erstellt wird. Mittels des Modells werden die verschiedenen Versagensformen der untersuchten Felsböschungen simuliert und beurteilt.

Ferner sind potenzielle Gleitmassen zu stabilisieren. Mögliche geotechnische Stützmaßnahmen sollen vorgeschlagen werden.

### 3 Geologische Lage des Gebietes und Stratigraphie

Der Steinbruch liegt in den Ausläufern der Kalkalpen im Hohe-Wand-Massiv. Im Umfeld des Bearbeitungsgebietes liegen Triaskalke, Hauptdolomit und Mergelkalke. (Abb. 5 - PLÖCHINGER, B. et al., 1967)

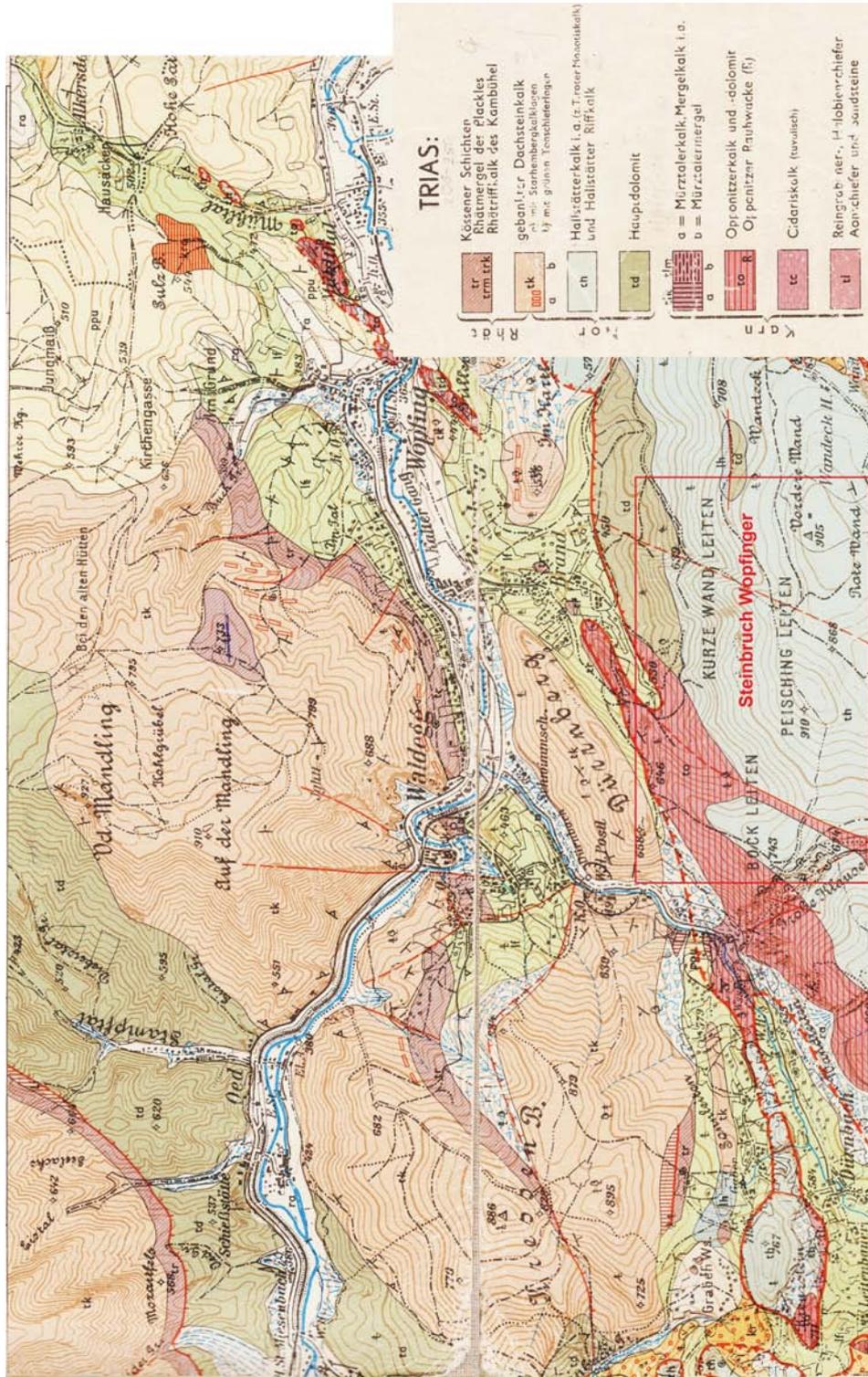


Abb. 5: Ausschnitt der geologischen Karte des Hohe-Wand-Massivs mit Bockleiten und Peischingleiten (PLÖCHINGER, B. et.al, 1967)

Die Schichtfolgen des Bearbeitungsareals befinden sich im Dachsteinkalk und wurden von TOLLMANN, A. (1976) als Loferer-Zyklen beschrieben, welche aus bis zu drei Horizonten bestehen und in Abb. 6 dargestellt sind:

- Horizont A: Diskontinuitätsfläche; geringmächtig (cm-Bereich); rotes, grünes oder graues toniges Material und aufgearbeitetes Karbonatgeröll
- Horizont B: Loferite = dolomitsche Algenlaminite; 10 – 50 cm mächtig; wechselweise kalkig-dolomitsche Loferite (Algenmatten, Trockenrisse und mit reinem Kalzit verfüllte Porenholräume (birds eyes))
- Horizont C: Megaolodontenkalkbank; mehrere Meter mächtig; Kalke mit feinem Korn (Onkolithen); Megalodonten in Lebensstellung, Gastropoden, Thecosmilienbänke, Echinodermen sowie verschiedene Gruppen höherer Algen

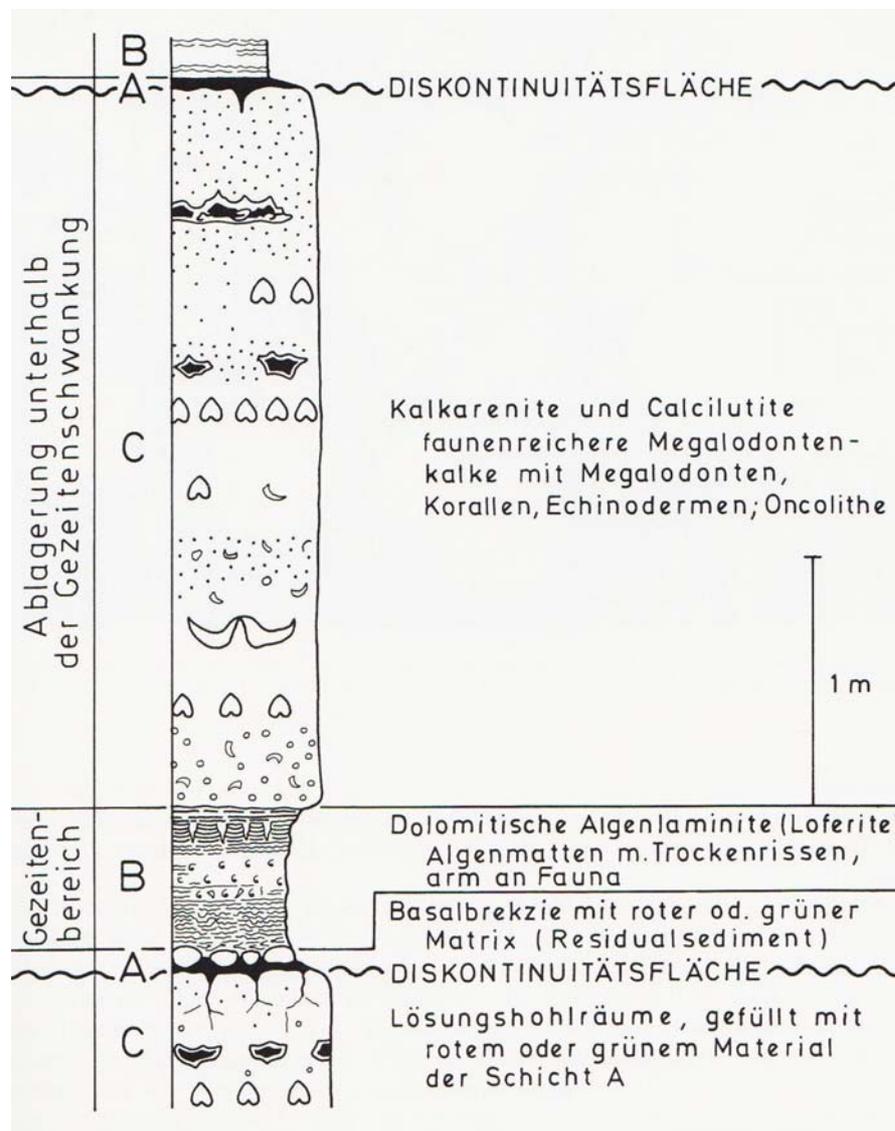


Abb. 6: Abbildung Loferer-Zyklus (TOLLMANN, A., 1976)

## 4 Datengrundlage, Material und Methoden

### 4.1 Datengrundlage

Die allgemeine Situation wird im Zuge mehrerer Feldbegehungen erfasst und mittels Skizzen und Fotos festgehalten. Die Feldarbeiten umfassen:

1. Messungen der Geometrie der Böschung und der Trennflächen mittels Geologenkompass
2. Erfassen der Felsböschung und der Geometrie potenzieller Rutschungen mittels Messstab, Maßband und Geologenkompass
3. Abgrenzung von Gleitflächen, Einzelklüften (Störungen) und Klufscharen.
4. Visuelles und empirisches Erfassen von Gebirgs- und Kluffeigenschaften einschließlich der Kluffbeläge und Kluffüllungen - Felsansprache und Erstellung eines Lithogramms:
  - a) Kluffwandung, Kluffrauigkeit und Verwitterungsgrad durch visuelle Abschätzung
  - b) Normalabstand der Klüfte einer Kluffschar durch Längenmessung
  - c) Gebirgsfestigkeit und Verbandsfestigkeit durch Prüfung mittels Geologenhammer
  - d) Referenzwerte für die Druckfestigkeiten und die Reibungswinkel des Gesteins und der Trennflächen mittels der Schmidt-Hammer-Methode und des Punktlastversuchs

Die gewonnenen Messwerte werden statistisch ausgewertet.

Zur Ermittlung weiterer notwendiger Felsparameter wird Fachliteratur herangezogen. Ferner liefert die Literaturstudie Vergleichsdaten und Erkenntnisse, die mitberücksichtigt werden sollen.

Weiters können mittels verschiedener Methoden der Felsklassifizierung die Standfestigkeit der Felsböschung abgeschätzt und Referenzdaten für die Parametrierung gewonnen werden.

Schließlich werden die Daten herangezogen, um mittels der Methode der distinkten Elemente das Felsverhalten zu simulieren und zu bewerten.

## 4.2 Theoretische Grundlagen

Als felsmechanische Grundlage zur Beurteilung des Verhaltens der Böschungen im Steinbruch wird ein Gefügemodell des Felses herangezogen. Dieses kommt nach WITTKÉ, W. et al. (1984) durch Überlagerung zweier Modelle zu Stande (Abb. 7 und 8):

1. Modell des allgemein räumlichen Trennflächengefüges: aus mehreren Scharen

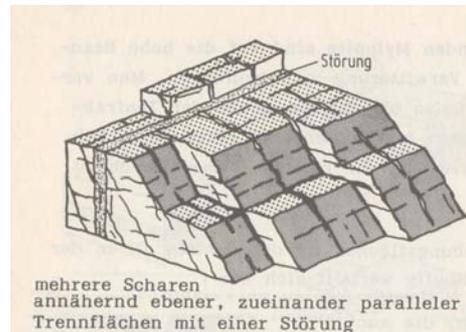


Abb. 7: Modell für das Trennflächengefüge (WITTKÉ, W. et al., 1984)

2. Modelle für das Korngefüge des Gesteins: richtungslos (isotrop) oder anisotrop

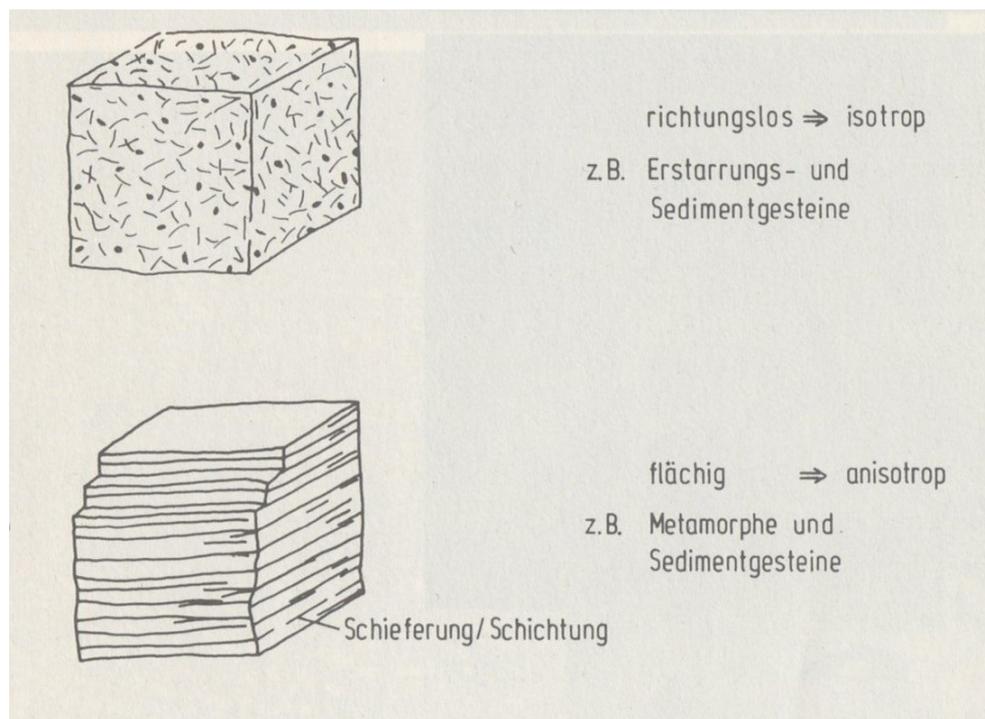


Abb. 8: Modelle für das Korngefüge (WITTKÉ, W. et al., 1984)

Sedimentologisch gesehen müsste das Kalkgestein mittels Dünnschliffanalyse auf Schichtung untersucht werden. Strukturgeologisch ist mit dem isotropen Korngefügemodell nach WITTKÉ, W. et al. (1984) die Situation hinreichend genau beschrieben, da im Fels des Untersuchungsgebietes (Felsgleitung) keine ausgeprägte parallele Schichtung des Kalkgesteines erkennbar ist.

Der untersuchten Felsböschung entspricht demnach die Überlagerung des allgemein räumlichen Trennflächengefüges mit dem richtungslosen Korngefüge, wie in Abbildung 9 und 10 dargestellt.

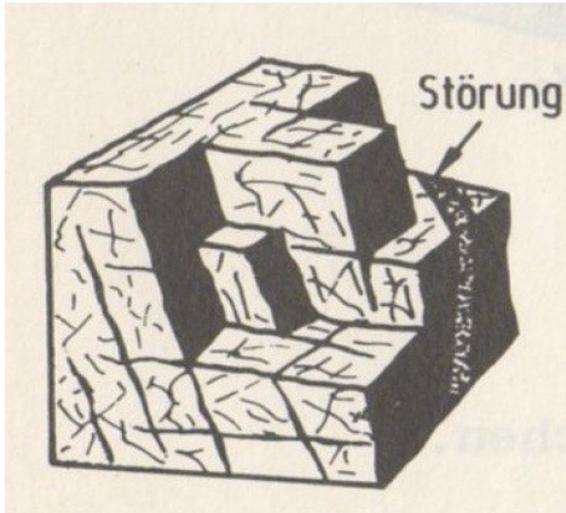


Abb. 9: Gefügemodell des Felses (WITTKE, W. et al., 1984)



Abb. 10: Felsböschung mit Gleitfläche (photogr. RABL-HOFBAUER, E., 27-11-2011)

WITTKE, W. et al. (1984) erläutert das Felsverhalten anhand des Gefügemodells des Felses wie folgt:

- Fels strebt bei Spannungsänderungen stets die Wiedererlangung eines Gleichgewichtszustandes (engl.: limit equilibrium) an. Unterhalb der Grenzspannungen sind die dafür notwendigen Umlagerungsprozesse auf elastische Verformungen beschränkt.
- Die Folge von Festigkeitsüberschreitungen sind zeitabhängige irreversible Dehnungen. Diese werden durch die Theorie der Viskoplastizität mittels Fließregeln beschrieben. Mithilfe des Dilatationswinkels  $\psi_G \leq \phi_G$ , dem plastischen Potential  $Q_s$  und der Viskosität  $\eta_G$  werden Dehnungen und Volumenzunahme des Gesteins über die Zeit berechnet. Eine Zeitgeschichteberechnung gibt Aufschluss über die Art der Spannungsumlagerung zur Erreichung des Gleichgewichtszustandes. Mit der Größe des Dilatationwinkels des Materials steigt die Hauptnormalspannung im Gestein zum Zeitpunkt der Stabilisierung.
- Wird über die Scherfestigkeit hinaus belastet, sinkt der Widerstand des Gesteins auf die Restfestigkeit. Der Restreibungswinkel  $\phi_G^*$  ist kleiner als der Reibungswinkel  $\phi_G$  und die Kohäsion sinkt auf  $c_G^*$ . Trennflächen, welche den als Felswürfel dargestellten Homogenbereich in Klufkörper zerlegen, werden sichtbar. Die Klufkörper repräsentieren nunmehr die Gesteinseigenschaften, die sich von jenen der Trennflächen unterscheiden.

- Die Gesteinsfestigkeiten auf Druck-, Zug- und Scherbeanspruchung sind deutlich höher als jene der Trennflächen.
- Der Bruchzustand von Gestein ist aus dreiaxialen Druckversuchen und dem daraus konstruierten MOHR'schen Spannungskreise im  $\tau$ - $\sigma$ -Diagramm ersichtlich, wobei  $\sigma_3$  die kleinste und  $\sigma_1$  die größte Hauptspannung ist. Die Einhüllende kann durch eine Gerade angenähert werden, wodurch sich als einfachstes MOHR/COULOMB'sches Bruchkriterium eine lineare Gleichung ergibt:  $\tau = \sigma \cdot \tan \Phi_G + c_G$  (4.1)
- Weichen die Ergebnisse des Dreiaxialversuches stark von dieser Geraden ab, sollten nichtlineare Bruchkriterien angewendet werden wie
  - der selten verwendete Potenzsatz nach BIENIAWSKI, Z. T. (1974):  

$$\sigma_1 / \sigma_{dG} = 1 + N (\sigma_3 / \sigma_{dG})^M$$
 (4.2)
  - oder der parabolischen Ansatz nach HOEK, E. & BROWN, E. (1980):  

$$\sigma_1 / \sigma_{dG} = \sigma_3 / \sigma_{dG} + \sqrt{(m \cdot \sigma_3 / \sigma_{dG} + s)}$$
 (4.3)

Die Konstanten N, M und m, s erhält man durch Anpassung an die Kurven in Abb. 11

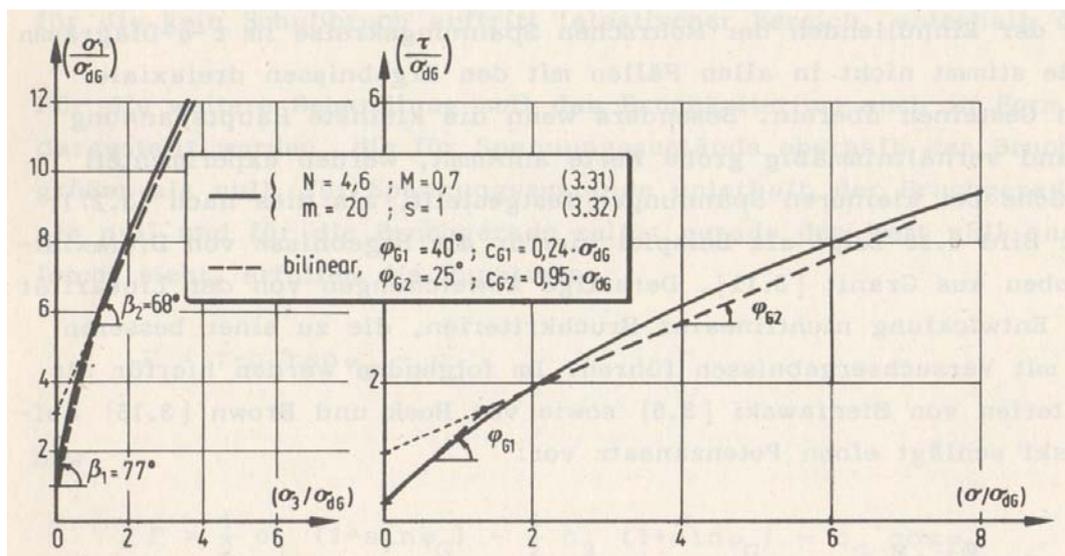


Abb. 11: nichtlineare Bruchkriterien (WITTKE, W. et al., 1984)

- Auch an den Trennflächen kommt es zu irreversiblen Verformungen wie Dehnungen und Relativverschiebung, sowie Dilatation in Form eines Zuwachses der Dehnung normal zur Trennfläche. Bei kleinen Normalspannungen wird der Dilatationswinkel durch den mittleren Aufgleitwinkel  $i \approx \tilde{\Phi}_{\tau} - \Phi_G$  ersetzt.
- In durchgehenden Trennflächen werden Schubspannungen meist nur über Reibung übertragen, Zugfestigkeit ist nicht gegeben.
- Der Reibungswinkel ist vom Füllmaterial der Trennflächen abhängig, sofern die Wandungen sich nicht berühren. In Kontaktbereichen von rauen Trennflächenwänden wird der höhere Reibungswinkel dieser Unebenheiten wirksam. Ferner kann bei

unebenen bis stufigen Trennflächen aufgrund der wirksam werdenden Verzahnung der Reibungswinkel  $\Phi_T$  um den Aufgleitwinkel  $i$  erhöht werden.

- In offenen ebenen ungefüllten Klüften sinkt die Scherfestigkeit gegen Null.
- Kohäsion ( $c$ ) wird nur bei ausreichend großen Materialbrücken wirksam.
- Der Spannungskonzentrationsfaktor  $\kappa$  (3.93) bezieht sich auf die Spannungsunterschiede am Rissrand gemäß der Theorie nach GRIFFITH, A. A. (1925).
- Zur Beschreibung des Ausmaßes der Durchtrennung des Felses wird auch der ebene Klufflächenanteil  $\kappa$  (3.94) =  $\kappa_e$  nach PACHER, F. (1959) verwendet.  $\kappa_e$  ist die Relation der Summe der durchtrennten Flächenabschnitte zur betrachteten gesamten Bezugsfläche.

Abbildung 12 ist eine Zusammenfassung dieser Bruchkriterien, die Sonderfälle der Dilatation sind nicht inkludiert. Der Index T steht für Trennflächen, F für Füllungen und G für Gestein. Mit  $\tau_{res}$  wird die Restscherfestigkeit, mit  $\sigma_n$  die Normalspannung, mit  $\varphi_T = \phi_T$  der Reibungswinkel und mit  $c_F$  die Kohäsion der Materialbrücken im Fels bezeichnet. In den Formeln, die mit 3.93 bzw. 3.94 gekennzeichnet sind, steht  $\kappa$  für einen Spannungskonzentrationsfaktor bzw. in zweiterer ist  $\kappa = \kappa_e$  der ebene Klufflächenanteil.

weit durchgehende, geschlossene Trennflächen			teilweise durchgehende Trennflächen	
weitgehend eben	gefüllt	uneben	Trennflächenabschnitte geöffnet	Trennflächenabschnitte geschlossen ( $\varphi_T \ll \varphi_G$ )
$\tau_{res}$			$\bar{\tau}_{res}$	
<b>Bruchfestigkeit (Schub)</b>				
$= \sigma_n \cdot \tan \varphi_T$ (3.81)	$= \sigma_n \cdot \tan \varphi_F + c_F$ (3.82a)	für $\sigma_n \leq \sigma_{ns}$ : $= \sigma_n \cdot \tan \tilde{\varphi}_T$ für $\sigma_n > \sigma_{ns}$ : $= \sigma_n \cdot \tan \varphi_G + c_G$ (3.87)	$= \bar{\sigma}_n \cdot \tan \varphi_T + c_T$ (3.92)	$= \frac{1}{\kappa} \cdot (\bar{\sigma}_n \cdot \tan \varphi_G + c_G)$ mit $\kappa > 1$ (3.93)
<b>Restfestigkeit (Schub)</b>				
$= \sigma_n \cdot \tan \varphi_T^*$	$= \sigma_n \cdot \tan \varphi_F^* + c_F^*$ (3.82b)	für $\sigma \leq \sigma_{ns}$ : $= \sigma_n \cdot \tan \tilde{\varphi}_T^*$ für $\sigma_n > \sigma_{ns}$ : $= \sigma_n \cdot \tan \varphi_G^*$ (3.88)		$= (1 - \kappa) \cdot \bar{\sigma}_n \cdot \tan \varphi_G^*$ $+ \kappa \cdot \bar{\sigma}_n \cdot \tan \varphi_T^*$ (3.94)

Abb. 12: Zusammenfassung der Bruchkriterien für Trennflächen (WITTKÉ, W. et al., 1984)

Nicht erklärt wird durch die bisher erläuterte Theorie, weshalb häufig Gleitkörper auf augenscheinlich durchgerissenen Scherflächen haften und aus dem Felsgefüge nicht herausgleiten, bzw. -kippen. Dazu finden sich in der Fachliteratur verschiedene Arbeiten. (FRAYSSINES, M. & HANTZ, D., 2009; GEHLE, C., 2002)

In einem eigens dafür entworfenen Schergerät hat GEHLE, C. (2002) die Mechanismen während des Scherprozesses untersucht und das Bruchverhalten in drei unterschiedliche Phasen unterteilt. In der ersten Phase kommt es zur Ausbildung von Anfangsrissen, zur Durchtrennung der Materialbrücken und zum Aufeinandertreffen der nun durchgehenden Trennflächen. Die zweite Phase wird von Reibungsprozessen geprägt und führt zu einer Volumenzunahme in der Scherzone. In der dritten Phase sind die Scherwege maximal, und es finden vorwiegend Gleitprozesse an den aufgeriebenen Scherflächen statt. In jeder dieser Phasen kommt es zur Aktivierung von Scherwiderständen, die Scherfestigkeit ist also nicht bereits nach der Durchtrennung der Materialbrücken erschöpft. Die Erhöhung der Widerstände in der zweiten Phase durch Aufgleitung bzw. Dilatation wurde möglicherweise bis dato überschätzt, da auch ein ungünstig wirkender Rollreibungsmechanismus beobachtet wurde. Die Orientierung der Anfangsrisse und die Normalspannung haben auf die Mobilisierung der Widerstände den meisten Einfluss. Eine Stabilisierung von beginnenden Versagensprozessen kann durch diese Theorie erklärt werden.

Das Verhalten von Materialbrücken kann über Rückrechnung der Kohäsion miteinbezogen werden, welche mit ersteren in Wechselwirkung steht. Die entsprechende Methode nach FRAYSSINES, M. & HANTZ, D. (2009) wird im Kapitel 4.5 erläutert.

## **4.3 Angewandte Methoden im Feld**

### **4.3.1 Geometrie mittels Gefügekompass, Messstab und Maßband**

Die Geometrie der Böschung wird durch die räumliche Lage der Trennflächen zueinander und durch die Form der Böschungsprofilkante bestimmt. Im Zuge der Feldbegehung wurde parallel zur Böschungsunterkante die x-Richtung festgelegt, mittels Maßband vermessen und mit grünem Spray in 5-Meterabständen markiert. Handschriftliche Skizzen der Ansicht verschafften einen ersten Überblick und dienten als Grundlage für die Dokumentation der Messpunkte weiterer Parametererhebungen im Feld (Anhang Abb. I - III ).

Zur Messung der Lage aller maßgeblichen Trennflächenscharen und der Böschung wurde ein Geologenkompass nach CLAR E. (1954) verwendet. An diesem kann der Fallwert bestehend aus Fallrichtung und Fallwinkel ( $\alpha / \beta$ ) abgelesen werden.

Mittels Messstab wurden die Abstände zwischen den Trennflächen der maßgeblichen Scharen erhoben.

Die Erstreckung des Untersuchungsabschnitt in y- und z-Richtung, sowie die Profilkante der Böschung wurden mittels Maßband, Messstab und Geologenkompass ermittelt und skizziert. Als Hilfsmittel zur Absteckung der Teillängen zwischen den einzelnen Ecken der Böschungsprofilkante diente ein langes Seil, welches über den Kantenverlauf der Böschung geführt wurde. Die gemessenen Referenzlängen der Seilteilstücke wurden in die Profilskizze eingetragen. Die Abmessungen der Böschungskanten ergaben sich trigonometrisch aus den gemessenen Winkeln und Seillängen.

### **4.3.2 Schmidt-Hammer-Methode**

Zur feldmäßigen Ermittlung der Druckfestigkeit, des Elastizitätsmoduls und des Reibungswinkels von Gestein und Trennflächen kann ein Betonprüfhammer eingesetzt werden. Bei dieser Methode wird die Feder eines Schlagbolzens, der gegen das zu untersuchende Material gepresst wird, zusammengedrückt. Die Feder dehnt sich wieder aus und löst dadurch einen Rückprall (R oder Q) aus, der gemessen wird.

Die Verlässlichkeit der Messwerte älterer Geräte wird in Fachartikeln hinterfragt und die angewandten Relationen des Rückprallwertes zur Berechnung verschiedener Gesteins- und Felsparameter kritisch betrachtet. (BASU, A. & AYDIN, A., 2004, 2005; AYDIN, A., 2009)

Für diese Arbeit wurde das Gerät SilverSchmidt Type L der Firma Proceq (Schweiz) verwendet, dessen Schlagenergie 0,735 Nm beträgt. Dieses neue Modell berücksichtigt bei den Messungen alle früher notwendigen Korrekturen automatisch, beispielsweise die Hammerneigung. In der Gebrauchsanleitung des verwendeten Schmidt-Hammers finden sich Graphen, die je nach Gerätetyp die Regression zwischen Rückprallwert und einaxialer

Druckfestigkeit darstellen, wobei bedacht werden muss, dass die Firma Proceq die Tests nur für Beton durchführt (Abb. 13). Die Güte der Korrelation für den verwendeten Typ L ist mit  $R^2 = 97,5 \%$  hoch. (PROCEQ, s.a.)

Conversion curve for SilverSchmidt ST/PC Type L (Valid range 20–62Q, 10-100 MPa)

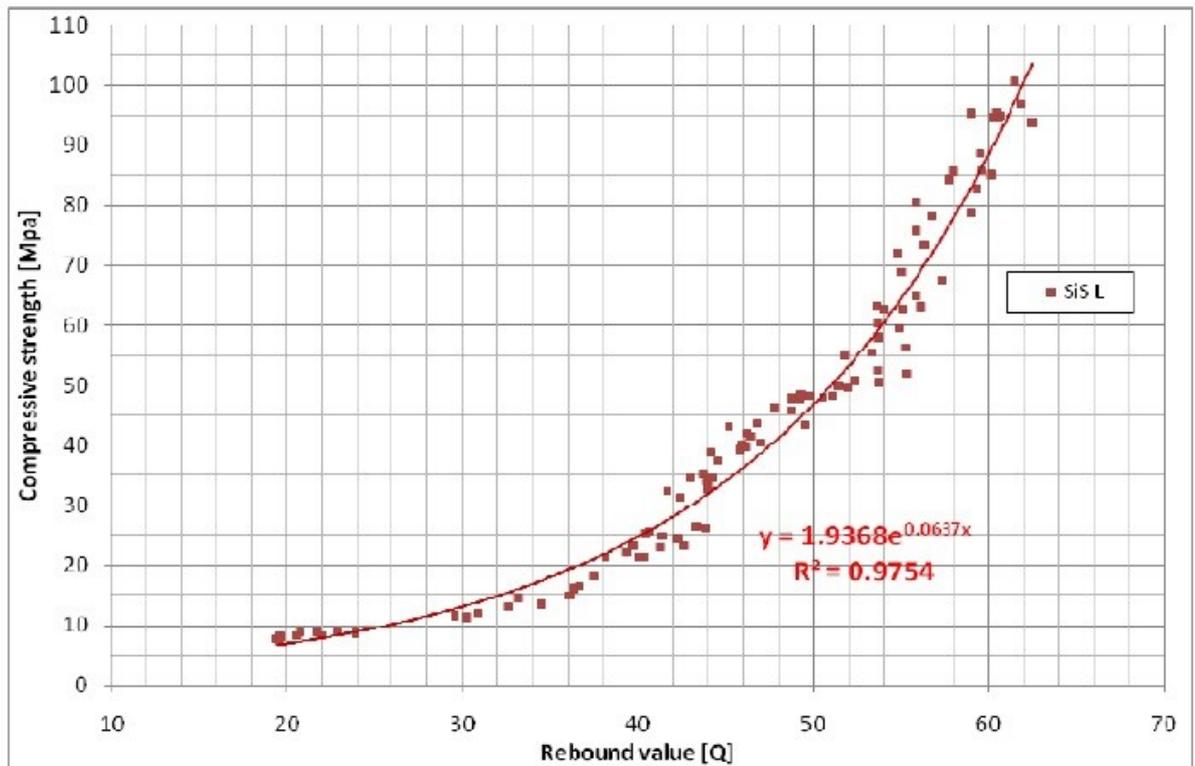


Abb. 13: Korrelation Q-Wert zu UCS (PROCEQ, s.a.)

Der mit älteren Geräten gemessene Rückprallwert R beträgt einer mündlichen Mitteilung der Firma Proceq zufolge drei Viertel des Q-Wertes. Allgemein kann die Regression zwischen den R-Werten und der einaxialen Druckfestigkeit (UCS) bzw. dem Elastizitätsmodul (E) nach AYDIN, A. (2009) formuliert werden:

$$UCS = a \cdot e^{(b \cdot R)} \quad \& \quad E = c \cdot e^{(d \cdot R)} \quad (4.4)$$

$$UCS = a \cdot R^b \quad \& \quad E = a \cdot R^d \quad (4.5)$$

wobei a, b, c und d positive Konstanten je nach Gesteinsart sind.

In der Fachliteratur finden sich für Kalkgestein und den Schmidt-Hammer Typ L verschiedene Formeln. Jene vier Regressionen mit dem höchsten Korrelationskoeffizienten wurden ausgewählt.

N = 28 verschiedene Gesteine (DEERE D. U. & MILLER R. P., 1966):

UCS und E in psi (pounds per square inch),  $\rho_m$  in pcf (pounds per cubic foot)

$$R = 0,94 \quad \log(\text{UCS}) = 0,00014 \cdot \rho_m^2 \cdot R_L \quad (4.6)$$

$$R = 0,88 \quad E = 6,95 \cdot \rho_m^2 \cdot R_L - 1,14 \cdot 10^6 \quad (4.7)$$

$10^6 \text{ psi} \approx 6,895 \text{ GPa}$ ,  $1 \text{ pcf} \approx 16,018 \text{ kg/m}^3$  (TECHNISCHE UNIVERSITÄT CHEMNITZ, s.a.)

N = 33 verschiedene Karbonate (AYDIN, A. & BASU, A., 2005 nach SACHPAZIS, C. I., 1990):

$$R = 0,96 \quad \text{UCS} = 4,29 \cdot R_L - 67,52 \quad (4.8)$$

$$R = 0,88 \quad E = 1,94 \cdot R_L - 33,93 \quad (4.9)$$

UCS (unconfined compressive strength) =  $\beta_D$  steht für die einaxiale Druckfestigkeit,  $\rho_m$  für die Trockendichte des Gesteins, E für den E-Modul und  $R_L$  für den Rückprallwerte des Schmidt-Hammers Type L. Die Güte der Korrelation  $R^2$  kann über das Quadrat von R berechnet werden.

Der Zusammenhang des Rückprallwerts R mit dem Reibungswinkels  $\Phi$  wird durch die empirisch gewonnene Formel nach RICHARDS, L. R. (1975) beschrieben.

$$\Phi_r = 10^\circ + r_i / R_i \cdot (\Phi_b - 10^\circ) \quad (4.10)$$

( $r_i$  ...Rückprallwerte der Trennflächen,  $R_i$  ... Rückprallwerte des unverwitterten Gesteins)

Ferner geht in die Formel der Basisreibungswinkel  $\Phi_b$  ein, der nach COULSON, J. H. (1972) für Kalk

$$\text{trocken: } 31 - 37^\circ, \quad \text{feucht: } 27 - 35^\circ, \quad \text{Mittelwert: } \Phi_{b,m} = 32^\circ$$

beträgt.

### 4.3.3 Federwaage zur Ermittlung des Reibungswinkels

Eine andere Möglichkeit, um den Reibungswinkel zu ermitteln, ist die Messung der Reibungskraft, die es zu überwinden gilt, um einen Körper über eine bestimmte Trennfläche zu bewegen. Mittels Federwaage kann die nötige Zugkraft (T) zu Bewegungsbeginn gemessen werden. Bei bekannter Masse des für den Versuch verwendeten Körpers ist aus dem Kräftegleichgewicht über das Gesetz von MOHR/COULOMB der Reibungswinkel ermittelbar. Anzusetzen ist der Anteil der Gewichtskraft (N) normal auf die Reibungsfläche.

$$\tau = \sigma \cdot \tan\Phi \rightarrow T/A = N/A \cdot \tan\Phi \rightarrow \Phi = \arctan(T/N) \quad (4.11)$$

#### 4.3.4 Punktlastversuch (PLT)

Der Aufbau des Punktlastgerätes, sowie die Durchführung und Auswertung des Versuches erfolgt nach ISRM (1985).

Das Gerät besteht aus einer Stahlplatte auf welcher folgende Apparaturen aufgebaut und miteinander verbunden werden:

- ein Hydraulikzylinder mit
- aufgesetztem Stahlrahmen
- mittels Steckkupplung angeschlossene
- Meß- und Pumpeinheit

Die Probe wird in den Stahlrahmen eingespannt und bis zum Bruch mittels Belastungskegel Druck aufgebracht. Am Manometer kann die Bruchlast (P) abgelesen werden. Die mittlere Höhe (Lastpunktstand H) und die mittlere Länge (L) der Bruchfläche (A) des Handstückes werden gemessen.

Die Auswertung der Messergebnisse erfolgt über folgende Formeln.

$$\text{Äquivalente Querschnittsfläche: } D_e^2 = 4A / \pi \quad (4.12)$$

$$\text{Punktlastindex: } I_s = P / De^2 \quad (4.13)$$

$$\text{Größenkorrekturfaktor: } F = (D_e / 50)^{0,45} \quad (4.14)$$

$$\text{Größenkorregierter Punktlastindex: } I_{s,50} = F \cdot I_s \quad (4.15)$$

$$\text{Einaxiale Druckfestigkeit: } \beta_D = 22 \cdot I_{s,50} \quad (\text{empirisch}) \quad (4.16)$$

$$\text{Einaxiale Zugfestigkeit: } \beta_Z = 0,96 \cdot I_{s,50} \quad (\text{empirisch}) \quad (4.17)$$

Durch die Größenkorrektur erfolgt eine Vereinheitlichung der Probengröße auf den Durchmesser 50 mm. Die Relationen zwischen  $I_{s,50}$  und den einaxialen Festigkeiten werden empirisch ermittelt. (ISRM, 1985)

## 4.4 Angewandte Methode im Labor – Röntgendiffraktometrie

Zur Probenaufbereitung für die Analyse des Gesamtmineralbestand, wird das Material in der Scheibenschwingmühle fein gemahlen und das Gesteinspulver in Presspillen mittels back-loading-Verfahren verdichtet. Diese werden in späterer Folge im Diffraktometer bestrahlt und gemessen.

Um zusätzliche eine detaillierte Analyse des Tonmineralienbestandes zu ermöglichen, wird die Korngrößenfraktion  $< 2 \mu\text{m}$  durch Sieben und mehrfaches Zentrifugieren gewonnen. Die Aufbereitung der Probenträger für die Tonmineralanalyse erfolgt nach den bei WHITTIG, L. D. (1965) und TRIBUTH H. (1989) beschriebenen Methoden. Es wird dabei auf poröse Keramikplättchen mittels Unterdruck eine Suspension aus dem Probenmaterial, destilliertem Wasser und nachstehend angeführten Zusätzen appliziert und der Probenträger im Exsikator schonend über Ammoniumnitrat (42 – 45 % Luftfeuchte) getrocknet. (KINTER, E. B. & DIAMOND S. AND TREATMENT OF, 1956)

Zur Analyse des Mineralbestandes des Gesteins wird die Methode der Röntgendiffraktometrie (X-ray-Methode) angewandt. Im verwendeten Gerät X'Pert Pro MPD der Firma PANalytical B.V. (NL) wird der Probenkörper aus verschiedenen Winkeln mit Röntgenstrahlen bestrahlt und die Beugung am mineralischen Kristallgitter gemessen. Für die Gesamtmineralanalyse wird die Datenbank HighScore Plus der Firma PANalytical B.V. (NL) verwendet. Im Diffraktogramm ist auf der x-Achse die Neigung der Röntgenbestrahlung und auf der y-Achse die Anzahl der Impulse abgebildet. Die relative Intensität der Reflexe beim entsprechenden Winkel charakterisiert das jeweilige Mineral. Über die Bragg'schen Gleichung steht der Schichtabstand  $d$  (in Ångström) zum Winkel  $\Theta$  in Relation

Die zu untersuchende Suspension der Tonmineralfraktion wird unterschiedlich präpariert und nach jedem Schritt eine Messung durchgeführt. Zuerst wird je ein Plättchen mit Magnesium (Mg) und mit Kalium (K) belegt. Anschließend erfolgt im Exsikator die weitere Behandlung mit Ethylenglykol (ME, KE) und schließlich mit Dimethylsulfoxid (DMSO). Abschließend werden die mit Magnesium belegten Plättchen 2 Stunden bei  $550^\circ\text{C}$  getempert und eine weitere Messung vorgenommen. Die beschriebenen Präparationsmethoden dienen der Aufweitung der Tonmineralschichten und verändern so das Spektrum. Kaolinit reagiert nur auf DMSO mit einer Aufweitung seines Kristallgitters und Vermikulit auf Mg-Ethylenglykol, während Smektit auf K, Mg, KE, ME und DMSO reagiert. Beim Chlorit kommt es durch Tempern bei  $550^\circ\text{C}$  zu Veränderungen der Peaks.

Die Identifizierung der Tonminerale erfolgte nach Thorez, J. (1975), Brindley, G. W. & Brown, G. (1980), Moore, D. M. & Reynolds, R. C. O. (1989) und Wilson, M. J. (1987).

## 4.5 Berechnung der Kohäsion und Berücksichtigung von Materialbrücken und Dilatation

Wird die Felsböschung als von Klüften vollständig durchtrennter Körper betrachtet, beträgt der ebene Klufflächenanteil ( $\kappa_e$ ) 100 %. Es kann jedoch davon ausgegangen werden, dass die Trennflächen von Materialbrücken unterbrochen werden, die im Zusammenhang mit der Kohäsion im Gebirge stehen.

Der Anteil der Materialbrücken  $a_{rb}$  ergibt sich aus  $1 - \kappa_e$ , oder aus der Relation der Summe aller Felsbrücken  $A_{rb}$  zur gesamten Scherfläche  $A_{rb\_tot} = A'_{rb} + A_{rb} = l_f \cdot H_{rb}$  (Abb. 14).

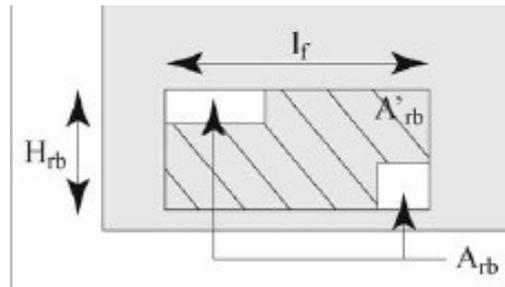


Abb. 14: Modell Materialbrückenanteil ( $a_{rb}$ )  
(FRAYSSINES, M. & HANTZ, D., 2009)

Versagen setzt ein, wenn die treibenden die rückhaltenden Kräfte übersteigen. Sofern die Böschung nicht zusätzlich durch äußere Kräfte belastet wird, ist die treibende Kraft das Gewicht des Gleitkörpers ( $W$ ), wobei auch der Fallwinkel der Gleitfläche zu berücksichtigen ist. Der Rückhalt (besonders die Rauigkeit der Gleitfläche) wird von den Reibungswinkeln der Gleitfläche  $\Phi_j$  und der Materialbrücke  $\Phi_{rb}$ , sowie der Trennflächengeometrie beeinflusst. Je kleiner die Gesamtfläche der durchgerissenen Felsbrücken ( $\sum A_{rb,i}$ ) ist, desto größer kann der Beitrag der Kohäsion zur Stabilisierung angenommen werden. Diese Überlegungen fließen in die nachstehende Formel zur Rückrechnung der Kohäsion  $c_{rb}$  ein (FRAYSSINES, M. & HANTZ, D., 2009):

$$c_{rb} = \frac{W (\sin \alpha - \cos \alpha ((1 - a_{rb}) \tan \Phi_j + a_{rb} \tan \Phi_{rb}))}{\sum A_{rb,i}} \quad (4.18)$$

Der Anteil der Gesteinsbrücken  $a_{rb}$  an der Gesamtfläche  $A_{rb\_tot}$  kann im Gelände an frischen Gleitflächen abgeschätzt werden. Nicht angewitterte und dadurch heller erscheinende kleine Flächen  $A_{rb,i}$  können als durchgerissene Gesteinsbrücken angesehen werden. Setzt man sie in Relation zur angewitterten dunkleren Gesamtscherfläche  $A_{rb\_tot}$ , erhält man den Gesteinsbrückenanteil  $a_{rb}$ . FRAYSSINES, M. & HANTZ, D. (2009) haben die Proportion  $a_{rb}$  mit 0,002 bis 0,05 geschätzt.

Im Zuge des Aufgleitens werden Reibungswiderstände mobilisiert, die als Dilatation bezeichnet werden. Das Gestein reagiert spröd-plastisch, wodurch es zu einer Volumenzunahme der Reibungsbereiche kommt. Die Aufgleiteneffekte können durch Erhöhung des Reibungswinkels um den Dilatationswinkel  $\psi$  im Modell berücksichtigt werden. Der Dilatationswinkel wird vom einwirkenden Druck  $\sigma_3$ , der Plastizität des Materials und Skaleneffekten beeinflusst (MEDHURST, T. P., 1996).

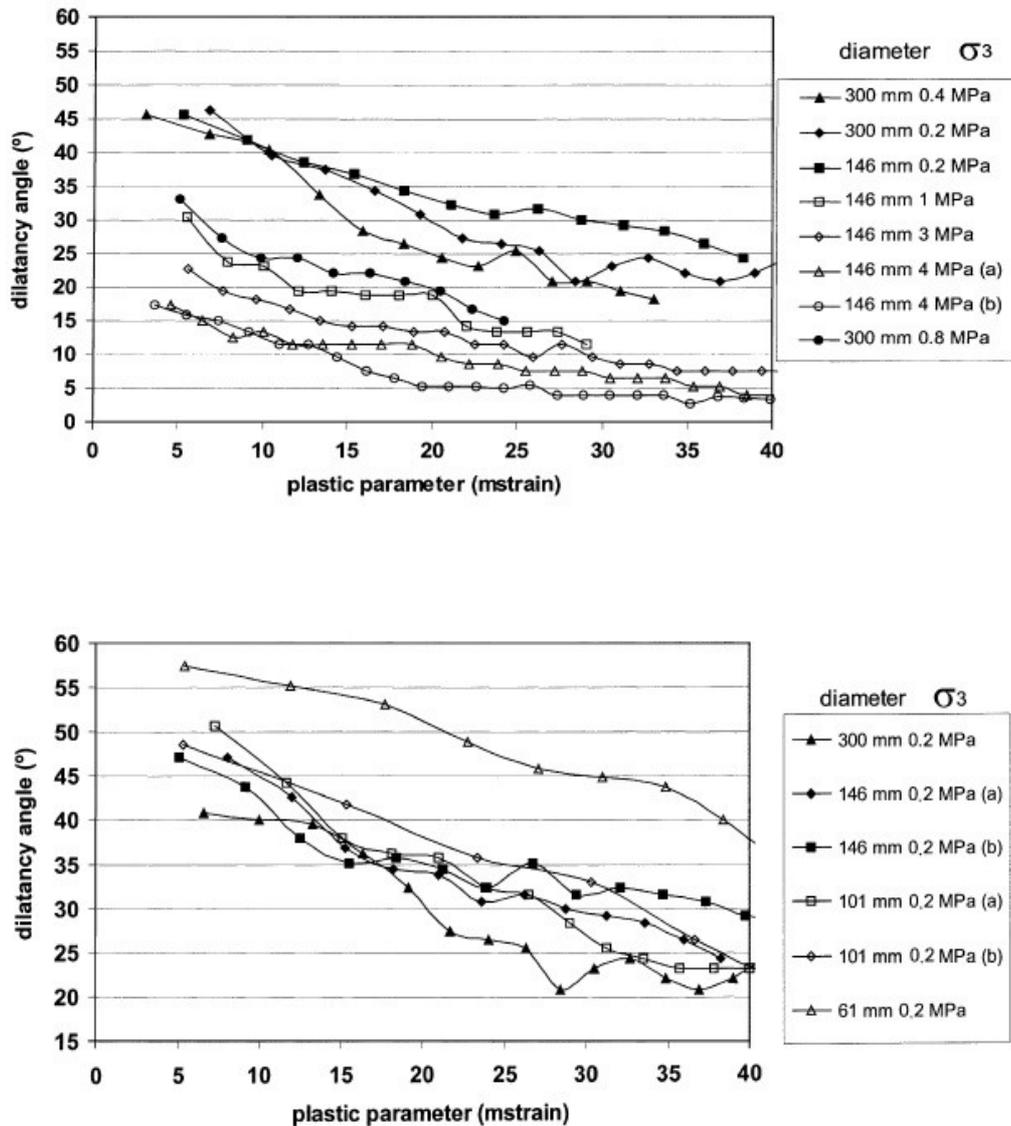


Abb. 16: Dilatanz in Abhängig des Probendurchmessers (MEDHURST, T.P., 1996)

Die maximal mögliche Dilatation  $\psi_{peak}$  im Zuge des Versagens ist vom Restdilatationswinkel  $\psi_{res}$  zu unterscheiden.

ALEJANO, L. R. & ALONSO, E., (2005) berufen sich vor allem auf die Ergebnisse und die Erfahrung in der Simulation von Felsversagen von HOEK, E. & BROWN, E. T., (1997), sowie die Ergebnisse der Triaxialversuche von MEDHURST, T. P. (1996). Sie haben Datenmaterial

verschiedener Autoren verglichen, analysiert, die Zusammenhänge mathematisch formuliert und die Repräsentativität ihrer Erkenntnisse mittels Modellsimulation und Druckversuchen überprüft (FARMER, IW, 1993 und RIBACCHI, R., 2000 zit. in ALEJANO, L. R. & ALONSO, E., 2005; MEDHURST, T. P., 1996). Diese Relationen werden zur Berechnung für die Dilatanz in den Trennflächen herangezogen und sind aus den Formeln 4.19 und 4.20 ersichtlich. Gestörtes Gebirge, wie Felsböschungen in Steinbrüchen, muss mit verminderten Restreibungswiderständen modelliert werden. Gemäß AYDIN, A. (2009) ist es hinreichend genau den entsprechenden Dilatationswinkel  $\Psi_i$  über den verminderten geological Strength Index  $GSI_{res}$  (CAI, M. et al., 2007) abzuschätzen. Im schlechtesten Fall wird  $\Psi_{min}$  mit 0 angenommen.

$$\Psi_{max} = \frac{\Phi}{1 + \log_{10}\beta_d} \cdot \log_{10} \frac{\beta_d}{\sigma_3 + 0,1} = \Phi_i * \text{Index } \Psi_{max} \quad (4.19)$$

$$\Psi_i = f(GSI_{res}) \cdot \frac{\Phi * (5 \cdot GSI_{res} - 125)}{1000} = \Phi_i * \text{Index } \Psi_i \quad (4.20)$$

Die Abbildung 17 zeigt den Vergleich der Berechnungen mit den Ergebnissen der Versuche und wird in späterer Folge zur Prüfung der Plausibilität der gewonnenen Daten herangezogen.

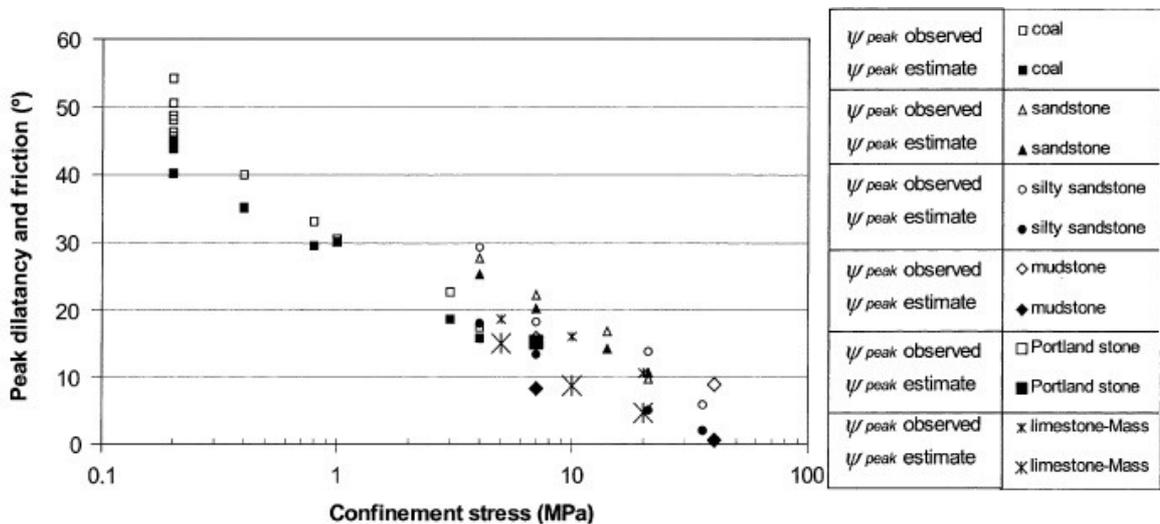


Abb. 17: Vergleich von Datenmaterial verschiedener Autoren mit Berechnungen des Dilatationswinkels (ALEJANO, L. R. & ALONSO, E., 2005)

Der Dilatationswinkel für das Gestein wird auch über die Formel von HOEK, E. & BROWN, E. T. (1997) geschätzt. Abhängig vom GSI-Wert gilt für gute Felsqualität  $\Psi_{max}$ , für GSI-Werte um 50 gilt  $\Psi_m$ , und für stark zerklüfteten bis aufgelösten Fels geht  $\Psi$  gegen 0.

$$\Psi_{max} = \frac{\Phi}{4} \quad (4.21)$$

$$\Psi_m = \frac{\Phi}{8} \quad (4.22)$$

## 4.6 Felsklassifizierung

Die Methoden der Felsklassifizierung dienen der Standfestigkeitsbeurteilung und liefern erste Abschätzungen und Näherungswerte für spätere Berechnungen und Beurteilung der Standsicherheit. Zur Abstufung und Verfeinerung der Modelle können ferner die empirisch über Messwerte ermittelten Parameter um zusätzliche Eingangsparameter erweitert werden, welche mittels der Klassifizierungsmethoden generiert werden können. Das ist vor allem dann sinnvoll und notwendig, wenn die technischen oder finanziellen Mittel für umfangreiche Laborversuchsreihen nicht ausreichen.

Einfach zu berechnen ist der Rock Quality Designation index (RQD) nach DEERE, D. U. & MILLER, R. P. (1966), der ursprünglich an Bohrkernen ermittelt wurde.

$$RQD = \frac{\sum \text{Längen Bohrkernstücke} > 10 \text{ cm}}{\text{Gesamtlänge des Bohrkern}} \quad (4.23)$$

Sind keine Bohrkern vorhanden, kann der RQD indirekt berechnet werden. Für diese Arbeit wurde die Methode nach PRIEST, S. D. & HUDSON, J. A. (1976) herangezogen. Zunächst wird die Kluftanzahl pro Meter ( $\lambda$ ) mittels einer scanline (vertikal, horizontal und diagonal entlang eines Maßbandes) an der Felsböschung ermittelt. Der Wert geht in die Formel 4.24 ein, und man erhält den RQD-Index für eine erste Einschätzung der Felsqualität. Die Interpretation des erhaltenen Index erfolgt gemäß Tabelle 1 (DEERE, D. U., 1968)

$$RQD = 100 e^{-t\lambda} (t\lambda + 1) \quad (4.24)$$

Die Konstante  $t$  beträgt für kleinklüftiges Gebirge 0,1 m, für mittlere Kluftabstände 0,3 m und für großklüftiges Gebirge 1,0 m.

RQD (%)	Rock Quality
< 25	Very Poor (sehr schlecht)
25 – 50	Poor (schlecht)
50 – 75	Fair (mittelmäßig)
75 – 90	Good (gut)
90 – 100	Excellent (ausgezeichnet)

Tab. 1: Abschätzung Felsqualität mittels RQD-Index

Eine weiterführende Methode der Felsklassifizierung stellt das Rock-Mass-Rating (RMR) nach BIENIAWSKI, Z. T. (1973 und 1989) dar. Es werden der Punktlast-Index, der RQD und die Kluftabstände gemessen und berechnet, sowie die Kluftbeschaffenheit und die Feuchtigkeit im Gebirge abgeschätzt. Diese Informationen werden in Tabellen mittels sogenannter Ratings bewertet (Abb. 18). Die Summe der Ratingzahlen ergibt die Bewertungszahl  $RMR_{\text{basic}}$ .

A. CLASSIFICATION PARAMETERS AND THEIR RATINGS									
Parameter			Range of values						
1	Strength of intact rock material	Point-load strength index	>10 MPa	4 - 10 MPa	2 - 4 MPa	1 - 2 MPa	For this low range - uniaxial compressive test is preferred		
		Uniaxial comp. strength	>250 MPa	100 - 250 MPa	50 - 100 MPa	25 - 50 MPa	5 - 25 MPa	1 - 5 MPa	< 1 MPa
	Rating	15	12	7	4	2	1	0	
2	Drill core Quality RQD		90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%		
	Rating		20	17	13	8	3		
3	Spacing of discontinuities		> 2 m	0.6 - 2. m	200 - 600 mm	60 - 200 mm	< 60 mm		
	Rating		20	15	10	8	5		
4	Condition of discontinuities (See E)		Very rough surfaces Not continuous No separation Unweathered wall rock	Slightly rough surfaces Separation < 1 mm Slightly weathered walls	Slightly rough surfaces Separation < 1 mm Highly weathered walls	Slickensided surfaces or Gouge < 5 mm thick or Separation 1-5 mm Continuous	Soft gouge >5 mm thick or Separation > 5 mm Continuous		
	Rating		30	25	20	10	0		
5	Groundwater	Inflow per 10 m tunnel length (l/m)	None	< 10	10 - 25	25 - 125	> 125		
		(Joint water press./ Major principal $\sigma$ )	0	< 0.1	0.1, - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
	General conditions		Completely dry	Damp	Wet	Dripping	Flowing		
	Rating		15	10	7	4	0		
B. RATING ADJUSTMENT FOR DISCONTINUITY ORIENTATIONS (See F)									
Strike and dip orientations			Very favourable	Favourable	Fair	Unfavourable	Very Unfavourable		
Ratings	Tunnels & mines		0	-2	-5	-10	-12		
	Foundations		0	-2	-7	-15	-25		
	Slopes		0	-5	-25	-50			
C. ROCK MASS CLASSES DETERMINED FROM TOTAL RATINGS									
Rating	100 ← 81		80 ← 61	60 ← 41	40 ← 21	< 21			
Class number	I		II	III	IV	V			
Description	Very good rock		Good rock	Fair rock	Poor rock	Very poor rock			
D. MEANING OF ROCK CLASSES									
Class number	I		II	III	IV	V			
Average stand-up time	20 yrs for 15 m span		1 year for 10 m span	1 week for 5 m span	10 hrs for 2.5 m span	30 min for 1 m span			
Cohesion of rock mass (kPa)	> 400		300 - 400	200 - 300	100 - 200	< 100			
Friction angle of rock mass (deg)	> 45		35 - 45	25 - 35	15 - 25	< 15			

Abb. 18: Tabellen für Rock Mass Rating (BIENIAWSKI, Z. T. , 1974)

Die Fallwerte der Klufscharen und deren Wechselwirkung mit dem Böschungswinkel bedingen die Art des Versagens (Keil-, Gleit-, Kippversagen) der Blöcke. Ferner verhalten sich natürliche Hänge stabiler als künstlich geschaffene Böschungen. Um diese Mechanismen mitzubersichtigen hat ROMANA, M. (1985) die Methode des Rock Mass Rating zum Slope Mass Rating (SMR) um die Bewertungszahlen F1, F2, F3 und F4 erweitert. Die empirischen Formeln zur Ermittlung von F1 – F3 lauten:

$$F1 = (1 - \sin[\Delta(\alpha_s, \alpha_j)])^2 \quad (\triangleq \text{der Streichrichtungsbeziehung}) \quad (4.25)$$

$$F2 = \tan^2 \beta_j \quad (\triangleq \text{dem Trennflächen-Fallwinkel}) \quad (4.26)$$

$$F3 = f(\beta_j - \beta_s) \rightarrow \text{Abb. 19} \quad (\triangleq \text{der Differenz der Fallwinkel}) \quad (4.27)$$

Der Eingangsparameter F4 bezieht sich auf die Art und Auswirkung des Abbaus im Steinbruch und kann aus der Tabelle 2 abgelesen werden. In HUDSON, J. A. & ROMANA, M. (1993) finden sich übersichtlich Darstellungen der Bewertungszahlen und eine Interpretationstabelle für das Slope Mass Rating (Tab. 2 – 4).

Case		Very favorable	Favorable	Fair	Unfavorable	Very unfavorable
P	$ \alpha_j - \alpha_s $	$> 30^\circ$	$30-20^\circ$	$20-10^\circ$	$10-5^\circ$	$5^\circ$
T	$ (\alpha_j - \alpha_s) - 180^\circ $					
P/T	F <sub>1</sub>	0.15	0.40	0.70	0.85	1.00
P	$ \beta_j $	$< 20^\circ$	$20-30^\circ$	$30-35^\circ$	$35-45^\circ$	$45^\circ$
P	F <sub>2</sub>	0.15	0.40	0.70	0.85	1.00
T	F <sub>2</sub>	1	1	1	1	1
P	$\beta_j - \beta_s$	$> 10^\circ$	$10-0^\circ$	$0^\circ$	$0^\circ$ to $10^\circ$	$< -10^\circ$
T	$\beta_j - \beta_s$	$< 110^\circ$	$110-120^\circ$	$> 120^\circ$	-	-
P/T	F <sub>3</sub>	0	-6	-25	-50	-60

P, plane failure; T, toppling failure;  $\alpha_j$ , joint dip direction;  $\alpha_s$ , slope dip direction;  $\beta_j$ , joint dip;  $\beta_s$ , slope dip

Tab. 2: Bewertungszahlen F1 bis F3 des Slope Mass Rating (HUDSON, J.A & ROMANA, M. 1993)

Method	Natural Slope	Presplitting	Smooth blasting	Blasting or mechanical	Deficient blasting
F <sub>4</sub>	+ 15	+ 10	+ 8	0	- 8

Tab. 3: Bewertungszahl F4 des Slope Mass Rating (HUDSON, J.A & ROMANA, M. 1993)

Die vollständige Formel nach BIENIAWSKI, Z. T. (1973 und 1989) und ROMANA, M. (1985) lautet:

$$SMR = RMR_{\text{basic}} + (F_1 * F_2 * F_3) + F_4 \quad (4.28)$$

Class	SMR	Description	Stability	Failures	Support
I	81-100	Very good	Completely stable	None	None
II	61-80	Good	Stable	Some blocks	Occasional
III	41-60	Normal	Partially stable	Some joints or many wedges	Systematic
IV	21-40	Bad	Unstable	Planar or big wedges	Important/corrective
V	0-20	Very bad	Completely unstable	Big planar or soil-like	Reexcavation

Tab. 4: Interpretation des Slope Mass Rating (HUDSON, J.A & ROMANA, M. 1993)

Die Firma ROCSCIENCE INC. stellt via Internet das Programm RocLab 1.0 zur Verfügung, welches verwendet werden kann, um über den Geological Strength Index (GSI) nach HOEK, E., (1994) und HOEK, E. et al., (1995) zu klassifizieren. Nach eingehender Felsansprache kann über die Grafik in Abbildung 19 auf den GSI geschlossen werden.

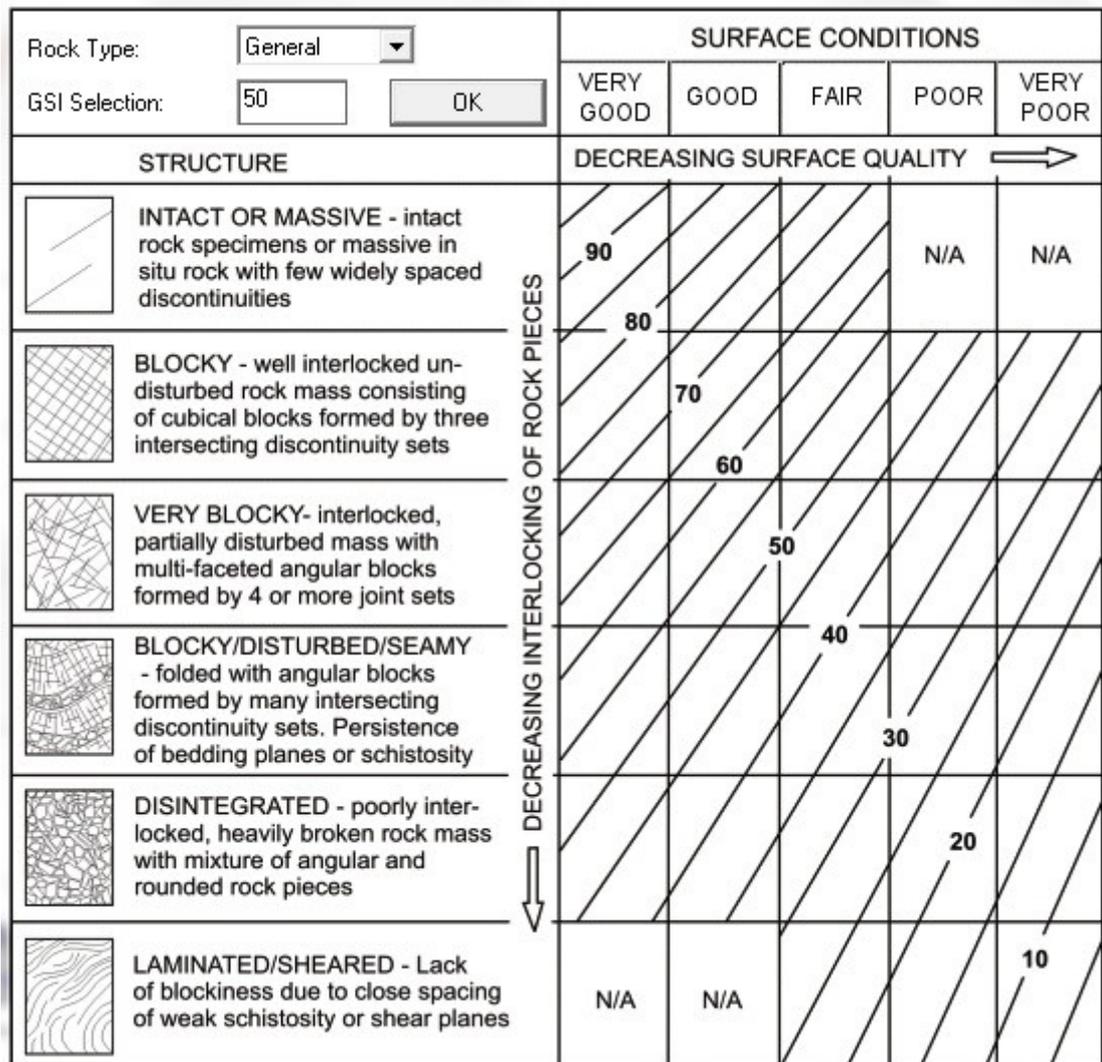


Abb. 19: GSI-Grafik aus RocLab 1.0 (ROCSCIENCE INC., s.a.)

Der gewählte Bewertungsindex geht in diverse Berechnungen ein (HOEK, E. & BROWN, E. T., 1997), die von RocLab 1.0 gelöst werden. Dieses stellt ferner für verschiedene Gesteins- und Gebirgsarten Erfahrungswerte zur Verfügung (Abb. 20). Aus den gemachten Feldbeobachtungen kann mit Hilfe des Programmes auch bei weniger guter Datenlage ein Modell generiert werden, da RocLab 1.0 aus allen Eingaben Schätzwerte der Festigkeits- und Reibungsparameter des Gebirges berechnet.

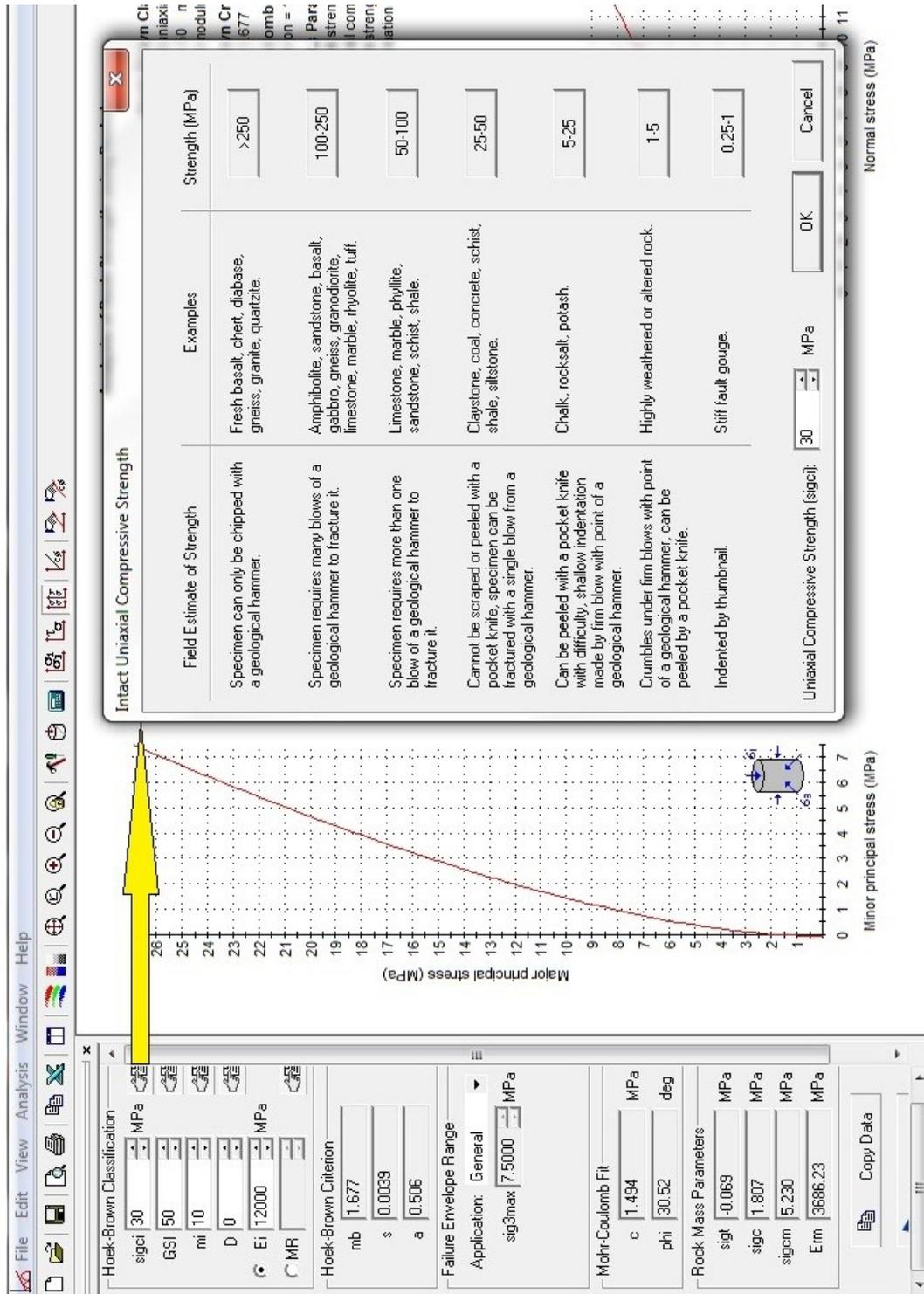


Abb. 20: Auszug aus den Auswahlmöglichkeiten im RocLab 1.0 (ROCSOURCE INC., s.a.)

## 4.7 Modelle und Simulationsprogramme

Um die natürlichen Gegebenheiten bestmöglich in einem Modell nachzubilden, muss die Mechanik und das Material physikalisch und mathematisch betrachtet werden. Es stehen sowohl zur mechanischen Formulierung als auch zur Entwicklung des Materialmodells zwei Ansätze zur Verfügung. Das nachstehenden Flußdiagramm (Abb. 21) nach WILL, J. & KONIETZKY, H.(1998) liefert einen Überblick und hilft bei der Entscheidungsfindung für das richtige Werkzeug zur Modellierung und Simulation.

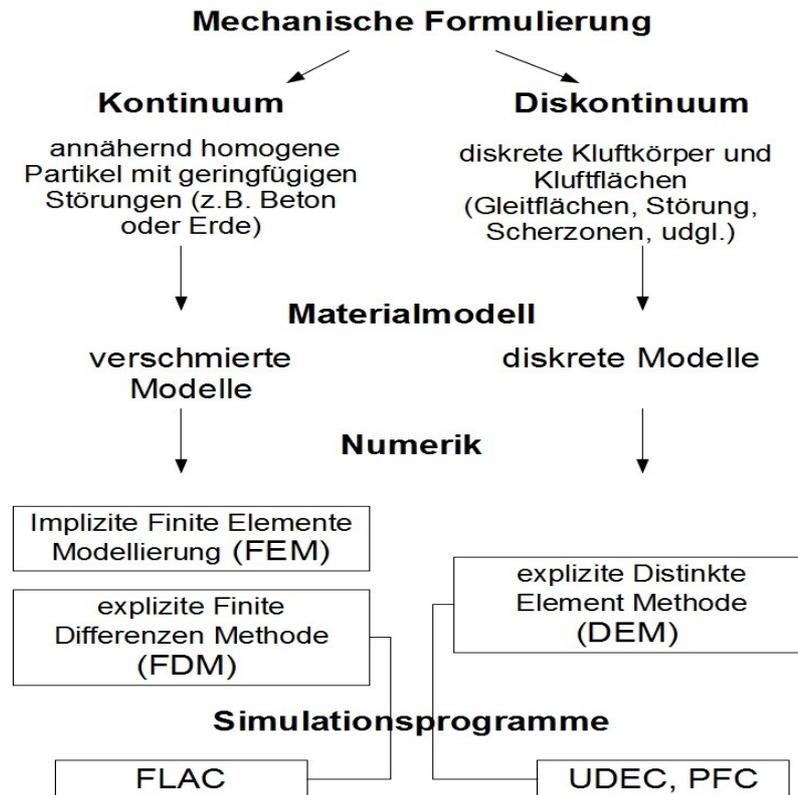


Abb. 21: physikalischen Modelle und Simulationsprogramme nach WILL, J. & KONIETZKY, H. (1998)

#### **4.7.1 Kontinuumsmechanisches Modell - Fast Lagrangian Analysis of Continua (FLAC)**

Im Kontinuum bleibt der Zusammenhalt der Struktur erhalten und die Verschiebungen sind stetige Funktionen des Raums. Erd- und Betonkörper können als relativ homogenes Material und damit als Kontinuum betrachtet werden. Zur Beschreibung mechanischer Vorgänge im geklüfteten Fels bedarf es zusätzlicher Formulierungen für freie Blockrotationen. Dazu muss die Kontinuumsformulierung kinematisch erweitert werden, was zu einem erheblichen Mehraufwand in der mathematischen Verarbeitung führt. Allerdings kann beim nachstehend beschriebenen alternativen Distinkte Elemente Modell im Diskontinuum eine große Anzahl von Diskontinuitäten die Kennwertermittlung erschweren und einen zu hohen Rechenaufwand aufgrund der unzähligen Bewegung vieler kleiner Blöcke verursachen. Zur Modellierung von stark zerklüfteten Fels sollte deshalb die Verwendung der Finiten Elemente Methode, unter Einsatz eines Ersatzkontinuums, erwogen werden. (WILL, J. & KONIETZKY, H., 1998)

Kontinuumsmechanische Probleme, wie sie häufig in der Erdmechanik vorkommen, können mittels des Programmes FLAC gelöst werden.

Ingenieurgeologisch ist das Programm vor allem für die Untersuchung von Massenbewegungen wie Hangrutschungen interessant. Es wird zum Analysieren der Bewegungsabläufe und des Materialverhaltens innerhalb der Rutschmassen eingesetzt. Ferner können auch elastisch-plastische Probleme, wie beispielsweise Hangkriechen untersucht werden. (STEAD, D. et al., 2006; BRIDEAU, M.-A. et al., 2006; PETLEY, D. et al., 2005)

#### **4.7.2 Diskontinuumsmechanik - Particle Flow Code (PFC) und Universal Distinct Element Code (UDEC)**

Für die Beschreibung von Bewegungsabläufen distinkter Elemente im Diskontinuum haben sich Programme wie UDEC oder PFC als brauchbar erwiesen (STEAD, D. et al., 2006; BRIDEAU, M.-A. et al., 2006). Im Diskontinuum werden die Reaktionen des Systems auf veränderte Einwirkungen nicht vorrangig von den Materialeigenschaften sondern auch von den Struktureigenschaften beeinflusst. Es muss deshalb sowohl das Material, als auch die Struktur (Kluftscharen bzw. Kontaktflächen) genau definiert werden.

Das Programm **PFC** ist vor allem zur Modellierung von Felsstürzen und Muren, wo es zu unzähligen beliebigen Kontakten des Materials kommt, ein geeignetes Werkzeug. Während UDEC ein multilaminare Materialmodell verwendet, in welchem die einzelnen Blöcke in direktem Kontakt zueinanderstehen, verhalten sich die Partikel des Modells im PFC

unabhängig voneinander. Ferner sind im PFC die Kontaktalgorithmen der Modellelemente stabiler als im UDEC, und das Zerbrechen von Blöcken wird besser integriert. Die kugelförmigen Partikel bilden ein komplexeres Gebilde als Felsblöcke und stehen über Kontaktstoffgesetze zueinander in Verbindung, über welche auch ihre Deformierbarkeit formuliert wird. Die Bewegungen der Partikel werden über Finite Differenzen formuliert. (WILL, J. & KONIETZKY, H., 1998; CUNDALL, P. A. et al., 1996)

Neben den Kreiselementen können im PFC auch ebene Wandelemente definiert werden, die ebenfalls über Stoffgesetze mit den Partikeln wechselwirken. Beiden Elementarbausteinen können Beschleunigungen, Geschwindigkeiten, Verschiebungen und Anfangs- oder Randbedingungen zugewiesen werden. (CUNDALL, P. A. et al., 1996)

### **UDEC**

Im vorliegenden Fall sind alle Kluftscharen erkennbar und die Kluftkörper können als distinkte Elemente, die zueinander in Kontakt stehen, betrachtet werden. Die Verschiebungen und Verdrehung der Blöcke werden augenscheinlich von den angrenzenden Kluftflächen und deren Eigenschaften beeinflusst. Die im Programm UDEC bevorzugt angewandten Modellvorstellungen (ITASCA CONSULTING GROUP INC., 2004a) decken sich mit diesen Beobachtungen. Deshalb ist dieses Programm die erste Wahl zur Formulierung und Bearbeitung der Aufgabenstellung. Wird davon ausgegangen, dass die Körper sich relativ starr entlang der Trennflächen bewegen empfiehlt es sich, dies über die Materialeigenschaften entsprechend zu modellieren. Im Programm können die generierten Blöcke aber auch als verformbar angelegt werden.

Nachstehend soll die Rechenmethodik des Programmes nach ITASCA CONSULTING GROUP INC. (2004a) erläutert werden.

UDEC berechnet über einen numerischen Algorithmus in definierten Zeitschritten Verschiebungen, Verformungen und Verdrehungen der generierten Blockelemente. Dazu verwendet es konstitutive Beziehungen wie beispielsweise jene zwischen Kraft und Verschiebung oder Spannung und Dehnung, sowie das zweite NEWTON-Axiom. Die kinematischen Prozesse werden durch verschiedene Einwirkungen, welche als Lastfälle und Randbedingungen im Programm zu definieren sind, verursacht. Das Zeitintervall für die Berechnungen muss aus möglichst kleinen Zeitschritten bestehen, da innerhalb des Zeitschrittes eine Übertragung der Verschiebungen auf den Nachbarblock ausgeschlossen werden soll.

Im Programm UDEC kann mittels der Funktion cons zwischen verschiedenen konstitutiven Modellen für die Blockmaterialien und die Klüfte gewählt werden:

- Null-Blockmodell
- elastisches Blockmodell (UDEC-Standard)
- plastisches Blockmodelle (z.B. MOHR/COULOMB Modell ... für diese Arbeit verwendetes Modell)
- elastisch-plastisches Kluftmodell oder Coulomb Slip Model (UDEC-Standard)
- stetig fließendes Kluftmodell
- Barton-Bandis-Modell
- Kluftmodelle mit unterschiedlichen Kontaktmöglichkeiten

Über das zweite Gesetz nach NEWTON berechnet das Programm die Bewegungsänderung und -richtung des jeweiligen Blockes die proportional der Richtung und Größe der einwirkenden Kraft ist. Der genaue Berechnungszyklus ist der Abbildung 22 zu entnehmen.

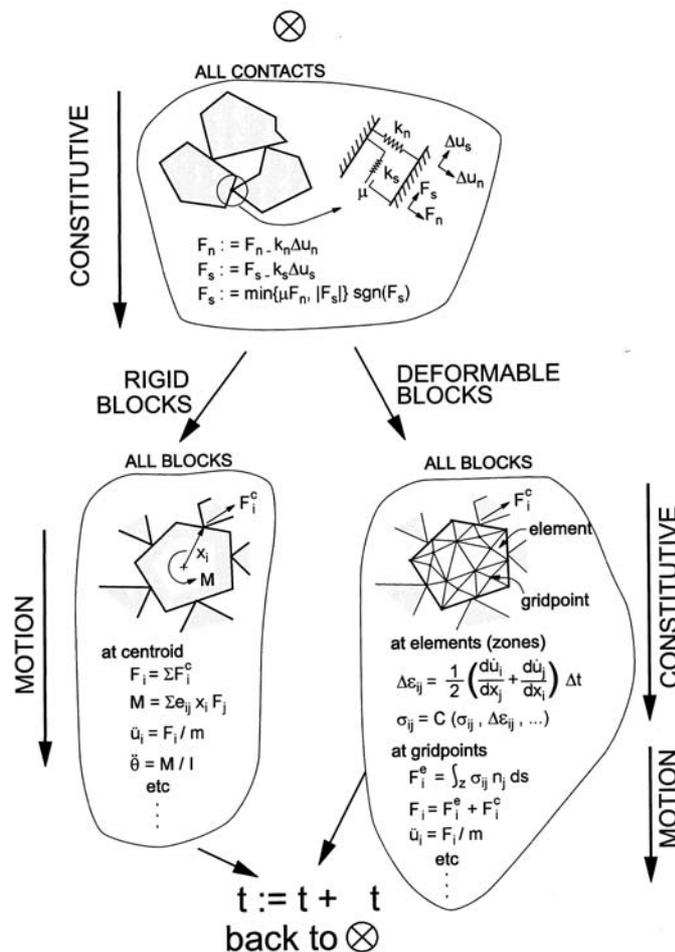


Abb. 22: Berechnungszyklus UDEC 4.01 (ITASCA CONSULTING GROUP INC., 2004a)

Die Bewegung der generierten Kluffkörper ist abhängig von der Größe und der Richtung des wirkenden Moments bzw. der einwirkenden Kraft. Um die Veränderungen im System zu simulieren, muss das Programm über Kontaktalgorithmen Angriffspunkte an den Flächen generieren. Die entsprechenden Bewegungsgleichungen lauten:

$$x_i^{(t+\Delta t)} = x_i^{(t)} + \ddot{u}_i^{(t+\Delta t/2)} \cdot \Delta t \quad (4.29)$$

$$\theta^{(t+\Delta t)} = \theta^{(t)} + \ddot{\theta}^{(t+\Delta t/2)} \cdot \Delta t \quad (4.30)$$

$\Delta t$  ... Zeitschritt,  $\ddot{u}_i$  ... Blockgeschwindigkeit,  $\ddot{\theta}$  ... Winkelgeschwindigkeit des Blocks  
 $x$  ... neue Koordinate,  $\theta$  ... Rotation um Mittelpunkt

Nach jedem Zeitschritt berechnet das Programm eine neue Blockposition und damit neue resultierende Kräfte bzw. Momente, die zur nächsten Berechnung führen. Der Zyklus ist beendet, wenn das Programm einen neuen Gleichgewichtszustand gefunden hat, oder es kommt zu keinem eindeutigen Ergebnis, sofern keine Rand- bzw. Zielbedingungen angegeben wurden. Der Zeitschritt ist so festzusetzen, dass er die Stabilitätsbedingungen der Blockdeformation und der Blockverschiebungen erfüllt. Zur Berechnung des Zeitschrittes für die Verformung ( $\Delta t_n$ ) wird die Formel 4.31 verwendet, für jenen der relativen Verschiebung ( $\Delta t_b$ ) die Formel 4.32.

$$\Delta t_n = 2 \min \left( \frac{m_i}{k_i} \right)^{1/2} \quad \begin{array}{l} m_i \dots \text{Masse im Knoten } i \\ k_i \dots \text{Steifigkeit Material und Kluft im Knoten } i \end{array} \quad (4.31)$$

$$\Delta t_b = 2 \cdot \text{frac} \cdot \left( \frac{M_{\min}}{K_{\max}} \right)^{1/2} \quad \begin{array}{l} M_{\min} \dots \text{Masse des kleinsten Blocks im Modell} \\ K_{\max} \dots \text{maximale Kontaktsteifigkeit} \\ (\text{frac}) \dots \text{Anteil gleichzeitiger Kontakte eines Blockes} \\ \text{mit mehreren anderen (typischer Wert: 0,1)} \end{array} \quad (4.32)$$

Der maßgebende Zeitschritt ist:

$$\Delta t = \min (\Delta t_n ; \Delta t_b) \quad (4.33)$$

Für jede Verbindung benachbarter Blöcke generiert UDEC eine Kontaktfläche, deren Eigenschaften über die Modellierung der Klüfte vom Anwender festzusetzen sind. Um Zweideutigkeiten durch Kreuzungspunkte mehrere Blöcke zu vermeiden, müssen die Ecken abgerundet werden. Die Abrundung hat in Relation zur Blockgröße zu stehen.

Die Verformbarkeit der Blöcke wird über eine zusätzliche Zerteilung der steifen Kluffkörper in dreieckige finite Differenzen-Elemente modelliert. Mit zunehmender Zonierung steigt die Komplexität der Verformung der distinkten Elemente. (Abb. 23)

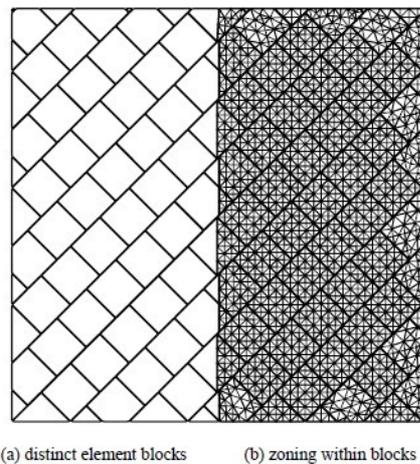


Abb. 23: Zerteilung der Blöcke in dreieckige finite Differenzen-Elemente UDEC 4.01 (ITASCA CONSULTING GROUP INC., 2004a)

Um die Rechenzeit zu verkürzen, Endlosschleifen zu verhindern und Lösungen herbeizuführen setzt UDEC eine mechanische Dämpfung ein. Diese ist von der Geschwindigkeit der Blöcke abhängig und wird standardmäßig vom Programm über einen Dämpfungsfaktor definiert, der für das ganze Modell gleichermaßen gilt. Sollte die Fragestellung eine Zonierung der Dämpfung erfordern, kann dies durch Setzen von lokalen Dämpfungsfaktoren berücksichtigt werden. Die auf das Gesamtsystem wirkende Dämpfung erfolgt über viskose Dämpfungskräfte und wird über kinetische Änderungen im System beeinflusst. Die lokale Dämpfung wirkt an definierten Knotenpunkten und ist von den angreifenden Kräften abhängig.

Als Anfangs- und Randbedingungen können Verschiebungen (Geschwindigkeiten, Beschleunigungen) und Belastungen (Spannungen) angesetzt werden. Vor der eigentlichen Simulation ist das System ins Anfangsgleichgewicht (equilibrium state) zu setzen.

Bei der Modellierung im UDEC 4.01 ist der in Abb. 24 ersichtlich Ablauf einzuhalten.

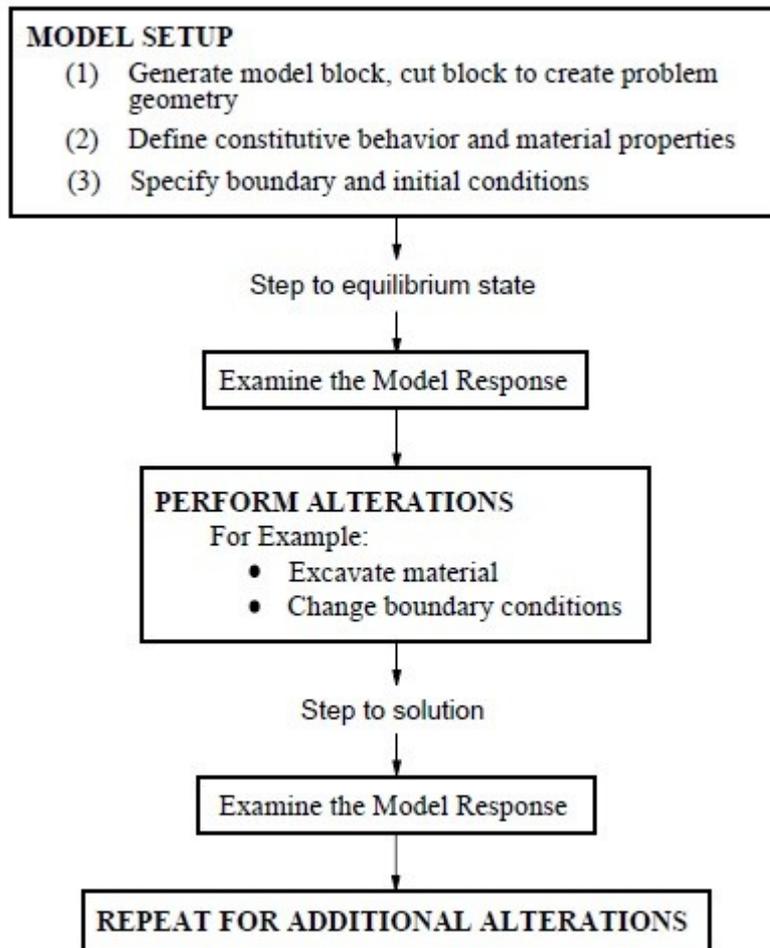


Abb. 24: Schema des zeitlichen Ablaufs der Modellierung und Simulation mit UDEC 4.01 (ITASCA CONSULTING GROUP INC., 2004b)

## 5 Parametererhebung und Ergebnisse

### 5.1 Fallwinkel der Böschung und der Trennflächen – Kluftstatistik

Durch die Böschung wurden über die Ansichtslänge nach  $x = 5\text{ m}$ ,  $x = 28\text{ m}$  und  $x = 40\text{ m}$  Schnitte gelegt und Profile gezeichnet. Einen Überblick liefert die Systemskizze die der Abbildung 25 entnommen werden kann.



Abb. 25: Systemskizze der Lage der Profile

Eine erste visuelle Abschätzung ergab, dass die Kluftkörper des jeweiligen Profils durch drei maßgebliche Trennflächenscharen gebildet werden. Mittels Geologenkompass wurden in allen drei Etagen der Böschung Stichproben der Fallwerte der Kluftflächen je Profil erhoben. Am Messstab konnten die Normalabstände zwischen diesen Trennflächen abgelesen werden.

Die Darstellung und statistische Auswertung der Fallwerte des Trennflächengefüge je Profil erfolgte mit dem Programm SPHAIRA 2.0.1. Dieses liefert als Ergebnis eine Lagenkugel, in der die gemessenen Flächen als Großkreise und/oder Polpunkte abgebildet sind (Abb. 26 bis 28) und Angaben zu Bereichen mit der größten Dichte an Fallwerten. (PORSCHÉ-ULLY, N., 2005)

**Felsgleitung Sicherheitsberme (Westende) - Profil 1**

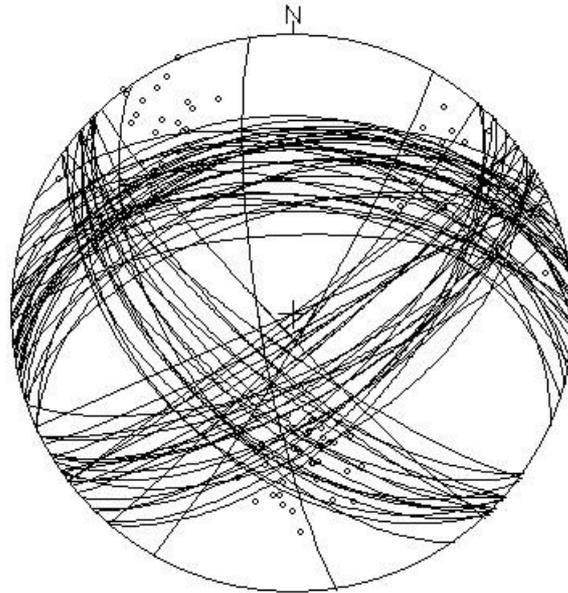


Abb. 26: Darstellung aller erhobenen Klüfte des Profils Nr. 1 (PORSCHÉ-ULLY, N., 2005)

**Felsgleitung Sicherheitsberme (Westende) - Profil 2**

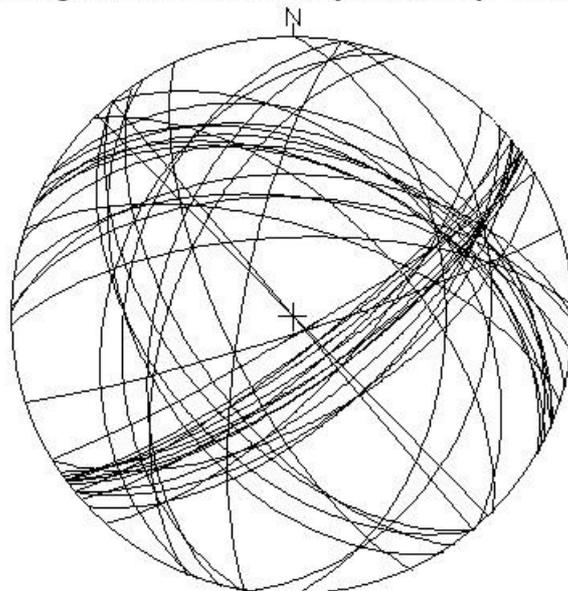


Abb. 27: Darstellung aller erhobenen Klüfte des Profils Nr. 2 (PORSCHÉ-ULLY, N., 2005)

### Felsgleitung Sicherheitsberme (Westende) - Profil 3

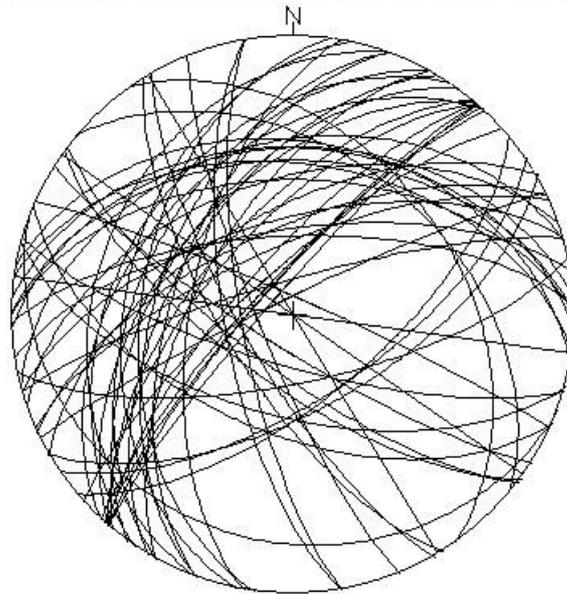


Abb. 28: Darstellung aller erhobenen Klüfte des Profils Nr. 3 (PORSCHÉ-ULLY, N., 2005)

Aus den Abbildungen 29 bis 31 sind die maßgeblichen Fallwerte mit der höchsten Dichte laut SPHAIRA 2.0.1 ersichtlich (Böschung in grün, Kluffflächen in blau, Gleitfläche in rot).

### Felsgleitung Sicherheitsberme (Westende) - Profil 1

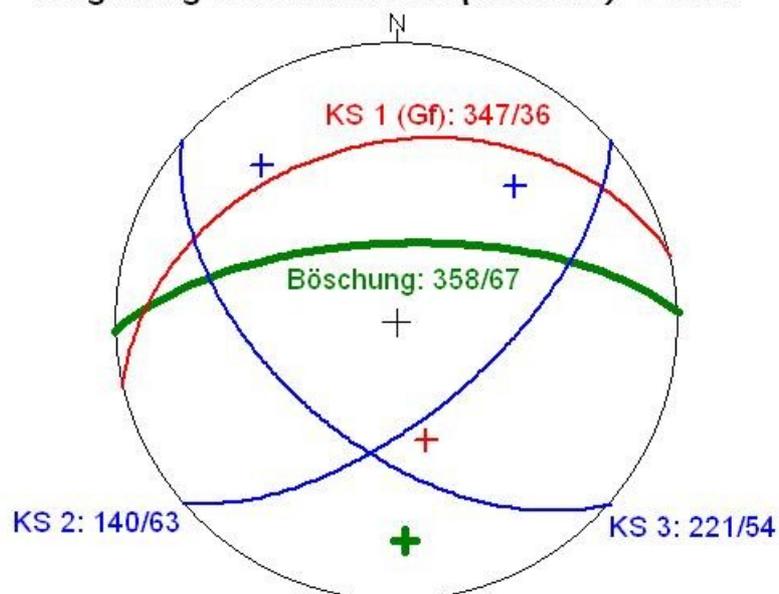


Abb. 29: Darstellung der maßgeblichen Kluffscharen im Profil 1 (PORSCHÉ-ULLY, N., 2005)

**Felsgleitung Sicherheitsberme (Westende) - Profil 2**

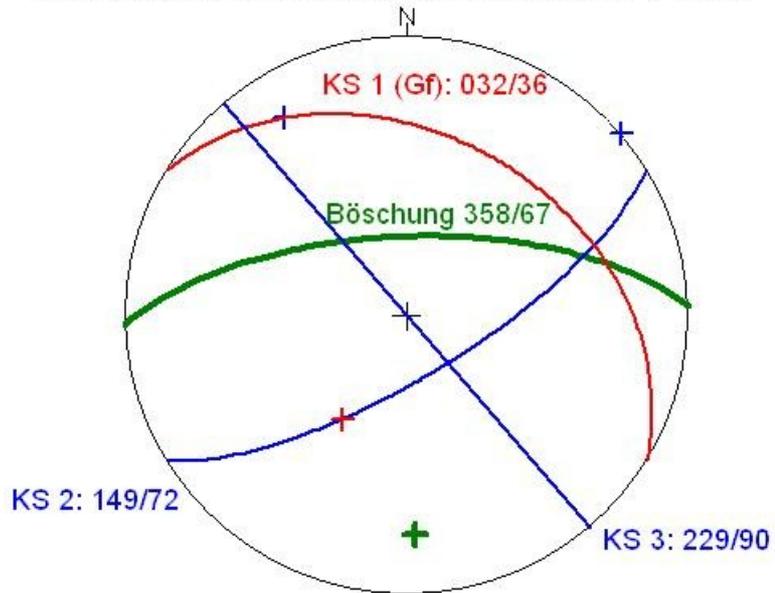
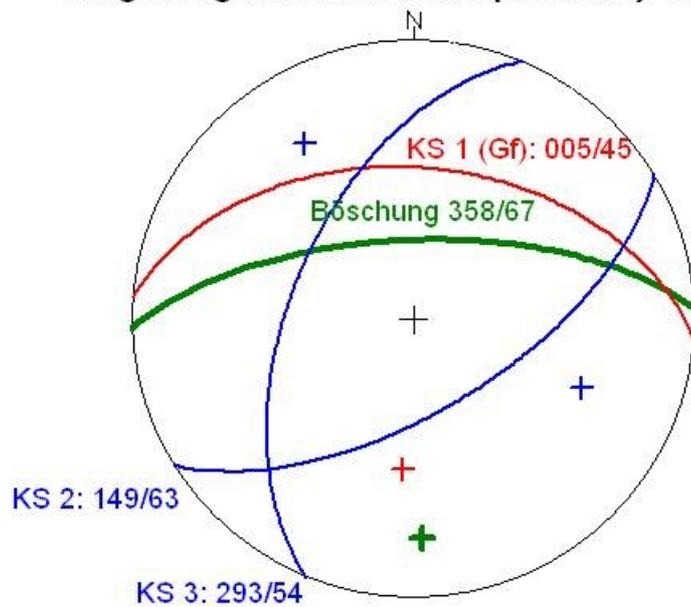


Abb. 30: Darstellung der maßgeblichen Klufscharen im Profil 2 (PORSCHÉ-ULLY, N., 2005)

**Felsgleitung Sicherheitsberme (Westende) - Profil 3**



Abbi. 31: Darstellung der maßgeblichen Klufscharen im Profil 3 (PORSCHÉ-ULLY, N., 2005)

## 5.2 Fallwinkel und Abstände der Trennflächen im Profil

Im Profil werden nicht die tatsächlich gemessenen, sondern die auf die Profilebene projizierten scheinbaren Fallwinkel ( $\beta'$ ) und Abstände ( $s'$ ) der Trennflächen dargestellt. Diese sind gemäß den Formeln 5.1 und 5.2 zu berechnen. (Tab. 5 – 10)

Böschung - Fallrichtung  $\alpha_{B\ddot{o}} \approx 0^\circ$

Böschungswinkel  $\beta_{B\ddot{o}} \approx 67^\circ$

scheinbares Einfallen:  $\beta' = \arcsin(\tan\beta \times \cos\gamma)$  (Tab. 5 – 7) (5.1)

Fallwinkel Trennfläche =  $\beta$

Differenz Streichrichtung Trennfläche und Profilrichtung ( $\alpha_{B\ddot{o}}$ ) =  $\Delta\alpha$

$\gamma = 90 - \Delta\alpha$

scheinbarer Kluftabstand  $s' = s / \sin(\Delta\alpha)$  (Tab. 8 – 10) (5.2)

$s$  = (wahrer) Normalabstand zwischen den Trennflächen

### Profil 1

	$\alpha$ (°)	$\beta$ (°)	$\Delta\alpha$ (°)	$\gamma$ (°)	$\beta'$ (°)
KS 1 = Gleitfl.:	347	36	079	011	<b>35</b>
KS 2:	140	63	-052	142	<b>-57</b>
KS 3:	221	54	-047	137	<b>-45</b>

Tab. 5: scheinbare Fallwinkel Profil 1

### Profil 2

	$\alpha$ (°)	$\beta$ (°)	$\Delta\alpha$ (°)	$\gamma$ (°)	$\beta'$ (°)
KS 1 = Gleitfl.:	032	36	056	034	<b>31</b>
KS 2:	149	72	-061	151	<b>-70</b>
KS 3:	229	89	-039	129	<b>-88</b>

Tab. 6: scheinbare Fallwinkel Profil 2

### Profil 3

	$\alpha$ (°)	$\beta$ (°)	$\Delta\alpha$ (°)	$\gamma$ (°)	$\beta'$ (°)
KS 1 = Gleitfl.:	005	45	083	007	<b>45</b>
KS 2:	149	63	-061	151	<b>-60</b>
KS 3:	293	54	025	065	<b>30</b>

Tab. 7: scheinbare Fallwinkel Profil 3

	$s_{\min}$	$s_{\max}$	$s_{\text{Median}}$	$s'_{\min}$	$s'_{\max}$	$s'_{\text{mittel}}$
	(cm)	(cm)	(cm)	(cm)	(cm)	(cm)
KS 1 = Gleitfl.:	115	376	258	<b>117</b>	<b>383</b>	<b>262</b>
KS 2:	5	20	10	<b>6</b>	<b>25</b>	<b>13</b>
KS 3:	6	120	30	<b>8</b>	<b>164</b>	<b>41</b>

Tab. 8: scheinbare Trennflächenabstände Profil 1

	$s_{\min}$	$s_{\max}$	$s_{\text{Median}}$	$s'_{\min}$	$s'_{\max}$	$s'_{\text{mittel}}$
	(cm)	(cm)	(cm)	(cm)	(cm)	(cm)
KS 1 = Gleitfl.:	123	215	188	<b>148</b>	<b>259</b>	<b>227</b>
KS 2:	10	25	16	<b>11</b>	<b>29</b>	<b>18</b>
KS 3:	19	44	28	<b>30</b>	<b>70</b>	<b>44</b>

Tab. 9: scheinbare Trennflächenabstände Profil 2

	$s_{\min}$	$s_{\max}$	$s_{\text{Median}}$	$s'_{\min}$	$s'_{\max}$	$s'_{\text{mittel}}$
	(cm)	(cm)	(cm)	(cm)	(cm)	(cm)
KS 1 = Gleitfl.:	80	600	300	<b>81</b>	<b>605</b>	<b>302</b>
KS 2:	23	70	40	<b>26</b>	<b>80</b>	<b>46</b>
KS 3:	15	40	21	<b>35</b>	<b>95</b>	<b>50</b>

Tab. 10: scheinbare Trennflächenabstände Profil 3

## 5.3 Versuchsplanung

Die nötige Größe der zu erhebenden Stichproben für den Schmidt-Hammer- und den Punktlastversuch wurden mittels des Versuchsplanungsprogramms CADEMO (RASCH, D. et al., 1992) ermittelt.

Für die beiden Versuchsmethoden wurde das Konfidenzintervall mit 90 % und die Irrtumswahrscheinlichkeiten  $\alpha$  und  $\beta$  mit je 10 % angesetzt, sowie folgende Nullhypothese aufgestellt:  $H_0$ : Die Mittelwerte der Messdaten sind normalverteilt und werden nicht von der Lage der Messflächen (mittels Schmidt-Hammer gemessene Kluftscharen) beeinflusst. Aus der Farbe des Gesteins lässt sich nicht auf das Ergebnis des Punktlastversuches bzw. auf Unterschiede in der Festigkeit der Proben schließen.

Die Trennschärfe der Null- und Alternativhypothese liegt bei  $1 - \beta = 90$  %. Wird die Nullhypothese angenommen, ist das Risiko falsch zu liegen  $\beta = 10$  %. Für den Fall, dass abgelehnt werden muss, wird die Alternativhypothese mit einer Fehlerwahrscheinlichkeit von  $\alpha = 10$  % angenommen.

Aus Vorversuchen wurden Mittelwerte und Varianzen gewonnen, die als Schätzwerte in die Berechnungen von CADEMO einfließen.

### 5.3.1 Planung der Stichprobengröße für die Schmidt-Hammer-Versuche an den Trennflächen

Gemäß der im Kapitel 5.1 erläuterten Kluftstatistik, wird geometrisch von drei verschiedenen Kluftscharen ausgegangen. Ob sich diese Scharen je nach Fallwert auch in ihren Festigkeiten unterscheiden, soll statistisch bewertet werden. Um die Irrtumswahrscheinlichkeit  $\beta$  bei Annahme der Nullhypothese zu planen, muss die Anzahl  $N$  der zu erhebenden Messwerte bestimmt werden. Für den Schmidt-Hammer-Versuch wurden je Datenpunkt 15 – 20 Schläge durchgeführt und die vom Gerät errechneten mittleren Rückprallwerte  $Q_{\text{mittel}}$  (MPa) abgelesen.

Gemäß CADEMO sind je Kluftchar  $n = 20$  Mess-Serien (mit je 15 – 20 Schlägen) nötig, um einer geplanten Genauigkeit  $d = 10,0$  MPa (Mindestdifferenz der Effekte bei Ablehnung von  $H_0$ ) gerecht zu werden. Dem Faktor  $a$  entsprechen die drei Kluftscharen. Der gesamte Versuch besteht aus  $3 \times 20 = N = 60$  Mess-Serien. (Abb. 32)

**Einfache Varianzanalyse**

**Versuchsplanung für den Test des Effekts des Faktors A**

Vorgaben:

- a Risiko erster Art
- b Risiko zweiter Art
- $s^2$  Restvarianz
- d Mindestdifferenz zwischen dem größten und kleinsten Effekt
- a Anzahl der Stufen des Faktors A

Ergebnisse:

- n Stichprobenumfang je Stufe
- N Gesamtstichprobenumfang

a	b	$s^2$	d	a	n	N
0,1000	0,1000	90,0000	10,0000	3	20	60

Abb. 32: Planung der Stichprobengröße für den Schmidt-Hammerversuch an den Klufscharen – Report aus CADEMO (RASCH, D. et al., 1992)

**5.3.2 Planung der Stichprobengröße für die Schmidt-Hammer-Messungen des Gesteins**

Zur Auswertung des Schmidt-Hammer-Versuchs wurde auch der am unverwitterten Gestein vor Ort ermittelte Rückprallwert benötigt. Dazu wurde an verschiedenen Klufkörpern (kaum verwittertes Kalkgestein welches die Böschung vorrangig aufbaut) gemessen.

Über einen Einstichproben-t-Test soll geprüft werden, wie verlässlich die Werte den Mittelwert der Stichprobe repräsentieren. Die Annahme dieser Nullhypothese würde mit einer Irrtumswahrscheinlichkeit  $\beta = 10 \%$  erfolgen, abgelehnt würde mit  $\alpha = 10 \%$ .

Für  $d = 2,0$  MPa und einer aus den Vorversuchen geschätzten Varianz von  $6,0$  MPa reichen gemäß CADEMO 15 Mess-Serien aus. (Abb. 33)

**Entscheidung:**

Test eines Mittelwertes mit einer Konstanten  
Mittelwert einer Normalverteilung testen  
Schätzwert für Varianz bekannt  
Test zweiseitig

Bei den folgenden vorgegebenen Werten

Varianz = 6.0000  
 $\alpha$  = 0.100 ( zweiseitig )  
 $\beta$  = 0.100  
und d = 2.0000

ergibt sich ein Mindeststichprobenumfang von

$n = 15$  .

Abb. 33: Planung der Stichprobengröße für den Schmidt-Hammerversuch am Festgestein –  
Report aus CADEMO (RASCH, D. et al., 1992)

### 5.3.3 Planung der Stichprobengröße für die Punktlast-Versuche mit Gesteinen aus den Kluftkörpern und der Gleitfläche

Der Punktlastvorversuch wurde zunächst durchgeführt an

- einigen rosafarbenen und weiß-grauen Kalkgesteinen und
- einigen roten mergeligen Kalken und rot-violetten Mergeln.

Erste Schätzwerte der Varianz  $s^2$  erhärteten die Annahme, dass für die beiden Kalkgesteine die Nullhypothese zutreffen dürfte. Es wurde ein Mittelwertvergleich mittels t-Test für zwei Stichproben geplant, um für die sehr ähnlichen Kalkgesteine auch  $\beta$  vorhersagen zu können. Die Ablehnung von  $H_0$  bedeutet, dass sich die Gesteine je nach Art oder Färbung in ihren Punktlast-Indizes  $I_{50}$  unterscheiden. Für die fälschliche Annahme von  $H_A$  oder  $H_0$  werden Irrtumswahrscheinlichkeiten von  $\alpha = \beta = 10\%$  in Kauf genommen.

Die Versuchsbedingungen werden mit abnehmender Kompaktheit des Gesteins und kleiner werdenden Probestücken schwieriger. Von den Mergeln konnten nur ausgewählte Stücke beprobt werden. Die ermittelte Varianz repräsentiert die große Variabilität der Festigkeiten dieses Gesteins in der Natur deshalb nicht. In den Vorversuchen fiel auf, dass die Punktlast-Indizes der Mergel weniger als ein Drittel jener der mergeligen Kalke und weniger als ein Achtel der Werte für die kaum verwitterten rosafarbenen und grauen Kalke erreichten. Ferner lässt sich aus der im Kapitel 3 erläuterten Stratigraphie auf drei verschiedene Gesteine schließen. Für die Mergel und die mergeligen Kalke im Vergleich zueinander und zu den

Kalken wurde angenommen, dass die Alternativhypothese zutrifft, weshalb das Wissen über  $\alpha$  ausreicht.

Als Folge der Beobachtungen wurde nur die Anzahl und die Irrtumswahrscheinlichkeit  $\beta$  für die beiden Kalkgesteine geplant. Mit den grauen Kalken müssen  $n(1) = 23$  Messungen, mit den rosafarbenen Kalken  $n(2) = 19$  Versuche durchgeführt werden. (Abb. 34)

**Entscheidung:**

zwei Mittelwerte einer Normalverteilung testen

Bei vorgegebenen Risiko erster Art  $\alpha = 0.100$  ,  
Risiko zweiter Art  $\beta = 0.100$  ,  
Minstdifferenz  $d = 1.5000$

und bekannten Varianzen  $\sigma^2(1) = 3.3000$   
und  $\sigma^2(2) = 2.2000$

ergeben sich Mindeststichprobenumfänge von

$n(1) = 23$  für die erste Stichprobe und

$n(2) = 19$  für die zweite Stichprobe.

Abb. 34: Statistische Planung des Punktlastversuchs für das Kalkgestein – Report aus CADEMO (RASCH, D. et al., 1992)

Aufgrund der allgemein kleineren Messwerte ergeben sich für die Mergel und mergeligen Kalke kleinere Varianzen, wodurch, statistisch gesehen, kleinere Stichprobengrößen gerechtfertigt wären. Beobachtungen in der Natur zeigen jedoch, dass mit zunehmender Plastizität der Gesteine auch deren Festigkeit variabler wird, es werden deshalb annähernd gleich große Stichproben wie bei den Kalkgesteinen erhoben.

## 5.4 Statistische Analyse der Schmidt-Hammer- und Punktlastversuche mit IBM® SPSS® sowie deren Auswertungen

Zur statistischen Prüfung der aufgestellten Hypothesen wurde das Statistikprogramm IBM® SPSS® Statistics 15 verwendet (IBM, s.a.). Die Abkürzung SPSS steht für Statistical Package for the Social Sciences, das Programm wird allerdings in verschiedenen Wissenschaftsbereichen eingesetzt.

Mittels der Varianzanalyse (Analysis of Variance - ANOVA) wurden sowohl die Ergebnisse des Schmidt-Hammer-Versuchs für die drei Klufscharen, als auch die Punktlast-Indizes der vier unterschiedlich gefärbten Proben des Gesteins statistisch untersucht. Zur Differenzierung in signifikant unterschiedliche Untergruppen kam der Post-Hoc-Test nach TUKEY, J. W. (1949) zur Anwendung.

### 5.4.1 Schmidt-Hammer- Versuch an den Trennflächen

Gemäß Versuchsplanung wurden je zwanzig Schmidt-Hammer-Versuche an Trennflächen der drei maßgeblichen Klufscharen in allen drei Etagen des Steinbruch im Bereich der drei Profile durchgeführt.

Ein Versuch beinhaltet 15 – 22 Einzelmessungen aus welchen das Gerät den Mittelwerte  $Q_{\text{mittel}}$  bildet. Je nach Größe der Prüfstelle sind so ausreichend viele Werte für die Bildung von  $Q_{\text{mittel}}$  vorhanden. Zugleich wird aber vermieden, dass eine zu hohe Anzahl an Schlägen zur Auflockerung und in der Folge zu verfälschten Werten an den Messstellen führt.

Gemäß der Mehrfachvergleiche nach TUKEY, J. W. (1949) sind nur die Rückprallwerte der Klufscharen 1 und 2 signifikant verschieden ( $p = 0,04 < \alpha = 0,1$ ).

## Post-Hoc-Tests

### Mehrfachvergleiche - Tukey-HSD

Abhängige Variable: Rückprallwert

(I) Klufschar	(J) Klufschar	Signifikanz
1	2	<b>0,04</b>
	3	0,18
2	1	<b>0,04</b>
	3	0,74
3	1	0,18
	2	0,74

\* Die Differenz der Mittelwerte ist auf dem Niveau 0.1 signifikant.

Tab. 11: Ergebnis der Varianzanalyse mittels IBM® SPSS® Statistics 15 und des Post-hoc-Tests nach TUKEY, J.W. (1949) für die Schmidthammer-Messungen an den Klufscharen (IBM, s.a.)

Der Post-Hoc-Test (TUKEY, J. W., 1949) lieferte für die Schmidt-Hammerwerte zwei homogene Untergruppen. Die Werte der Kluftschar 3 lassen sich keiner der beiden Untergruppen eindeutig zuordnen. (Tab. 12).

## Homogene Untergruppen

Tukey-HSD

Kluftschar	N	Untergruppe für Alpha = 0.1	
		1	2
2	20	38,2	
3	20	40,2	40,2
1	20		45,1
Signifikanz		0,7	0,2

Die Mittelwerte für die in homogenen Untergruppen befindlichen Gruppen werden angezeigt.

a Verwendet ein harmonisches Mittel für Stichprobengröße = 20,000.

Tab. 12: Post-hoc-Tests nach TUKEY, J.W. (1949) – homogene Untergruppen der Schmidt-Hammer-Werte der Kluftscharen (IBM® SPSS® Statistics 15 – IBM, s.a.)

Die Box-Plot-Darstellungen (Abb. 35) geben einen graphischen Überblick über das Ergebnis der statistischen Auswertung. Im Detail können die Kennwerte der Tabelle 13 entnommen werden.

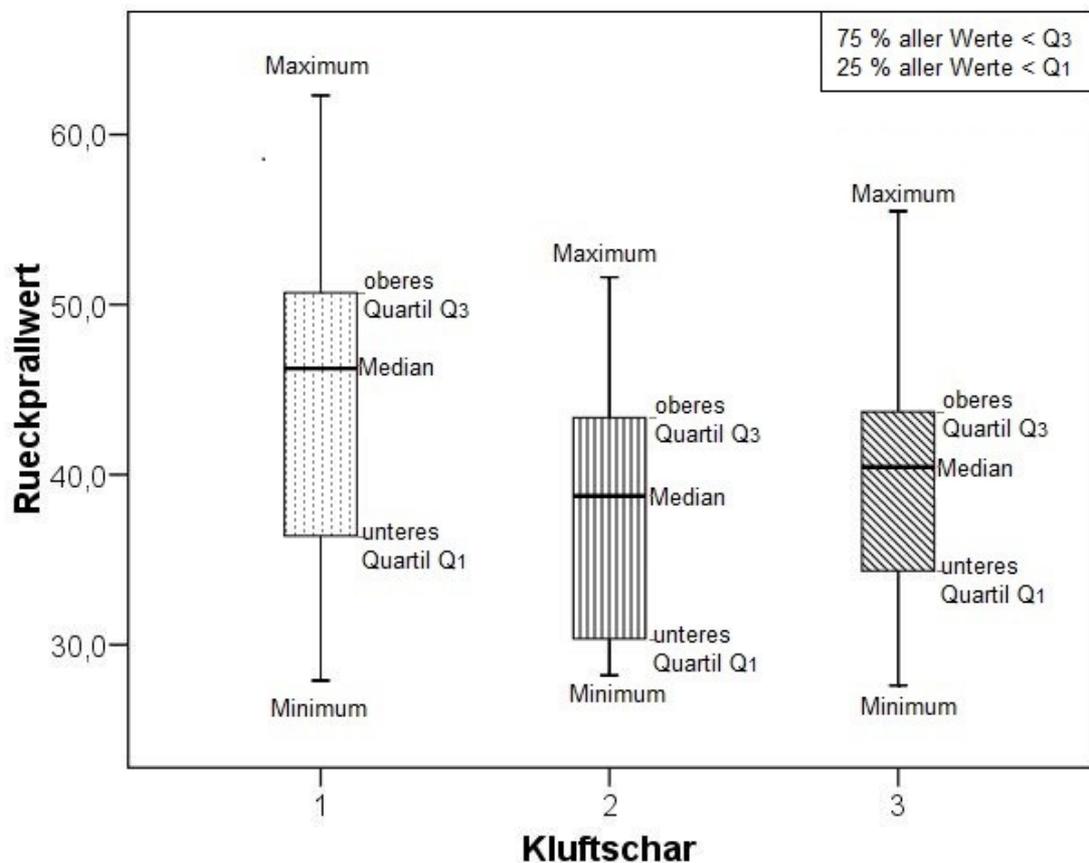


Abb. 35: graphische Darstellung der statistischen Kennzahlen der Schmidt-Hammer-Messungen (IBM® SPSS® Statistics 15 – IBM, s.a.)

Deskriptive Statistik		Rückprallwert in MPa	
Kluftschar		Statistik	
1	Mittelwert	45	
	90% Konfidenzintervall des Mittelwerts	Untergrenze	41
		Obergrenze	49
	Median	46	
	Varianz	104,0	
	Standardabweichung	10,2	
	Minimum	28	
	Maximum	62	
	Spannweite	34	
2	Mittelwert	38	
	90% Konfidenzintervall des Mittelwerts	Untergrenze	35
		Obergrenze	41
	Median	39	
	Varianz	57,9	
	Standardabweichung	7,6	
	Minimum	28	
	Maximum	52	
	Spannweite	23	
3	Mittelwert	40	
	90% Konfidenzintervall des Mittelwerts	Untergrenze	37
		Obergrenze	43
	Median	40	
	Varianz	57,7	
	Standardabweichung	7,6	
	Minimum	28	
	Maximum	56	
	Spannweite	28	

Tab. 13: statistische Kennzahlen der Schmidt-Hammer-Messungen an Kluftscharen (IBM® SPSS® Statistics 15 – IBM, s.a.)

Der Lage nach können gemäß Kluftstatistik (Abb. 29 – 31) drei verschiedene Trennflächenscharen definiert werden. Diese Differenzierung wurde beibehalten, auch wenn sich in ihren Reibungs- und Festigkeitseigenschaften die Kluftschar 3 nicht eindeutig von der Kluftschar 1 und 2 unterscheidet.

### 5.4.2 Schmidt-Hammer-Versuche für das unverwitterte Gestein

An den Klufkkörpern wurden die geplanten 15 Schmidt-Hammer-Versuche (bestehend aus je 15 – 20 Messungen) für die Ermittlung des Rückprallwertes  $Q_{ir}$  für unverwittertes Gestein (intact rock) vorgenommen. Als maßgebliche Klufkörper wurden jene angesehen, die vom hellen grau- bis rosafarbenen Kalkgestein gebildet werden.

Die über IBM® SPSS® Statistics 15 ermittelten Kennzahlen sind der Tabelle 14 zu entnehmen.

Deskriptive Statistik		Rückprallwert Q in MPa
		Statistik
Mittelwert		70
90% Konfidenzintervall des Mittelwerts	Untergrenze	69
	Obergrenze	71
Median		70
Varianz		5,5
Standardabweichung		2,3
Minimum		67
Maximum		76
Spannweite		9

Tab. 14: statistische Kennzahlen der Schmidt-Hammer-Messungen für das unverwitterte Gestein der Klufkörper (IBM® SPSS® Statistics 15 – IBM, s.a.)

Die Stichprobe wurde mittels Einstichproben-t-Test ausgewertet. Die Nullhypothese  $H_0$  für den t-Test des Mittelwertes der Stichprobe lautet:  $\mu = 70$  MPa. Sie wurde mit einer Irrtumswahrscheinlichkeit von  $\beta = 0,1$  angenommen, da  $p = 1,0 > \alpha = 0,1$  (Tab. 15) Der maximale bzw. minimale Q-Wert innerhalb des Konfidenzintervalls ist  $\mu \pm 1$  MPa.

#### Test bei einer Stichprobe

	Testwert = 70 (Q in MPa)			
	Signifikanz (2-seitig)	Mittlere Differenz	90% Konfidenzintervall der Differenz	
			Untere	Obere
Rückprallwert Q	0,9	-0,1	-1	1

Tab. 15: Ergebnis des t-Tests der  $Q_{ir}$ -Werte des Gesteins (IBM® SPSS® Statistics 15 – IBM, s.a.)

### 5.4.3 Auswertung der Messungen aus den Schmidt-Hammer-Versuchen

Aus den ermittelten statistischen Werten konnten Szenarien entwickelt werden:

- Die höchstmöglichen sehr guten Festigkeits- und Reibungseigenschaften ließen sich aus den Randmaxima des Konfidenzintervalls entwickeln.
- Gute Festigkeits- und Reibungseigenschaften erhält man über die Mittelwerte.
- Die Randminima des Konfidenzintervalls konnten zur Ermittlung mäßiger bis schlechter Gesteins- und Trennflächeneigenschaften verwendet werden.

Gemäß den sechs im Kapitel 4 erläuterten Regressionen konnten die Festigkeits- und Reibungseigenschaften der Trennflächen und des Gesteins (intact rock)  $\beta_D$ , E-Modul und  $\Phi$  errechnet werden. Der Zusammenhang zwischen den erhobenen Rückprallwerten Q mit den R-Werten älterer Geräte ist  $0,75 \cdot Q = R$  (mündliche Mitteilung der Firma PROCEQ). Tabelle 16 stellt die Ergebnisse der Berechnungen dar.

	$Q_{i,m(ir)}$	R = 0,75 Q	$\beta_D = UCS$ (PROCEQ, 2010)	$\beta_D = UCS$ Formel 4.6	$\beta_D = UCS$ Formel 4.8	E Formel 4.7	E Formel 4.9	$\Phi$ Formel 4.10	
	(MPa)	(MPa)	(MPa)	(MPa)	(MPa)	(GPa)	(GPa)	(°)	
Mittlerer Rückprallwert KS 1	$Q_{M,1}$	45	34	34	63	78	38	32	24
Minimum im Konfidenzintervall KS 1	$Q_{0,1,1}$	41	31	27	53	65	34	26	23
Maximum im Konfidenzintervall KS 1	$Q_{0,9,1}$	49	37	44	74	90	42	37	26
Mittlerer Rückprallwert KS 2	$Q_{M,2}$	38	29	22	47	55	31	22	22
Minimum im Konfidenzintervall KS 2	$Q_{0,1,2}$	35	26	18	42	46	28	17	21
Maximum im Konfidenzintervall KS 2	$Q_{0,9,2}$	41	31	27	53	65	34	26	23
Mittlerer Rückprallwert KS 3	$Q_{M,3}$	40	30	25	51	62	33	25	23
Minimum im Konfidenzintervall KS 3	$Q_{0,1,3}$	37	28	21	46	52	30	20	22
Maximum im Konfidenzintervall KS 3	$Q_{0,9,3}$	43	32	30	58	71	36	29	24
Mittlerer Rückprallwert Gestein	$Q_{M,ir}$	70	52	166	172	157	64	68	---
Minimum im Konfidenzint, Gestein	$Q_{0,1,ir}$	69	52	155	165	154	62	66	---
Maximum im Konfidenzint, Gestein	$Q_{0,9,ir}$	71	53	178	180	161	65	69	---

$\gamma$ ( kN / m <sup>3</sup> ) =	27
------------------------------------	----

Tab. 16: Auswertung der Schmidt-Hammer-Versuche für die Kluftscharen ( $Q_J$ ) und das Gestein ( $Q_{ir}$ )

#### 5.4.4 Punktlastversuch und Auswertung der Messungen

Der Punktlastversuch wurde gemäß Versuchsplanung an je 19 rosafarbenen und 23 hellgrauen Kalken durchgeführt.

Für die rot-violetten Mergel konnte der Versuch mit 14 Proben durchgeführt werden, das restliche gezogene Versuchsmaterial konnte nicht ordnungsgemäß zwischen die Zylinderspitzen des Geräts eingespannt werden. Von den roten mergeligen Kalken wurden 18 Proben untersucht. Da die Varianz kleiner als bei beiden hellen Kalken ist, erschien die Anzahl ausreichend.

Aus den Messwerten wurden die Punktlastindizes  $I_{s,50}$  ermittelt und statistisch ausgewertet werden. Die statistischen Kennwerte sind in der Tabelle 17 ersichtlich und mittels Boxplots in der Abbildung 36 graphisch dargestellt.

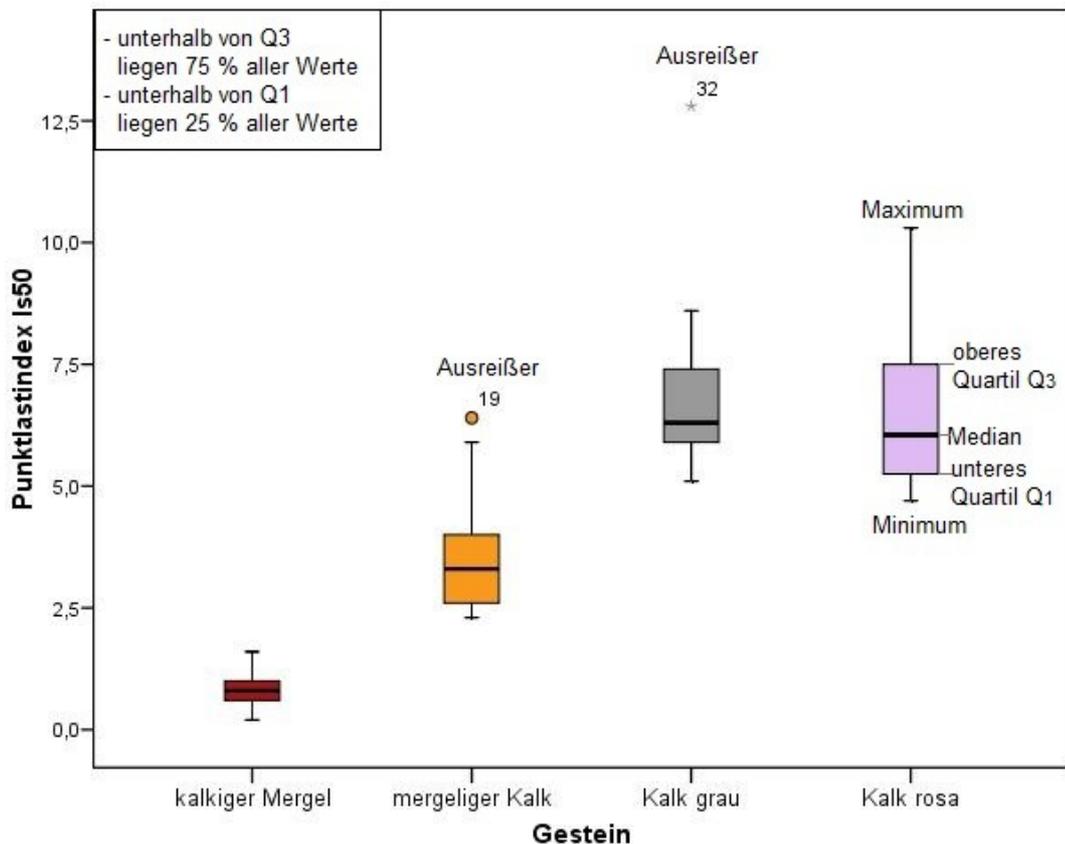


Abb. 36: graphische Darstellung (Boxplots) der Punktlastindizes der Gesteine aus der Gleitfläche und den Kluftkörpern (IBM® SPSS® Statistics 15 – IBM, s.a.)

Deskriptive Statistik		Punktlastindex in MPa	
Gestein		Statistik	
kalkiger Mergel	Mittelwert	0,8	
	90% Konfidenzintervall des Mittelwerts	Untergrenze	0,7
		Obergrenze	1,0
	Median	0,8	
	Varianz	0,1	
	Standardabweichung	0,3	
	Minimum	0,2	
	Maximum	1,6	
	Spannweite	1,4	
mergeliger Kalk	Mittelwert	3,6	
	90% Konfidenzintervall des Mittelwerts	Untergrenze	3,1
		Obergrenze	4,1
	Median	3,3	
	Varianz	1,4	
	Standardabweichung	1,2	
	Minimum	2,3	
	Maximum	6,4	
	Spannweite	4,1	
Kalk grau	Mittelwert	6,8	
	90% Konfidenzintervall des Mittelwerts	Untergrenze	6,2
		Obergrenze	7,4
	Median	6,3	
	Varianz	2,8	
	Standardabweichung	1,7	
	Minimum	5,1	
	Maximum	12,8	
	Spannweite	7,7	
Kalk rosa	Mittelwert	6,4	
	90% Konfidenzintervall des Mittelwerts	Untergrenze	5,8
		Obergrenze	6,9
	Median	6,1	
	Varianz	2,2	
	Standardabweichung	1,5	
	Minimum	4,7	
	Maximum	10,3	
	Spannweite	5,6	

Tab. 17: statistische Kennzahlen der Punktlastindizes der Gesteine aus der Gleitfläche und den Klufkörpern (IBM® SPSS® Statistics 15 – IBM, s.a.)

Mittels Varianzanalyse wurde untersucht, ob sich die Punktlast-Indizes der Gesteine unterscheiden. Um signifikant unterschiedliche Gruppen herauszuarbeiten, wurde ein Post-Hoc-Test nach TUKEY, J. W. (1949) durchgeführt. Die vom Programm IBM® SPSS® Statistics 15 (IBM, s.a.) erstellten Mehrfachvergleiche liefern drei Untergruppen, wobei die Werte der beiden Kalkgesteine (rosa und hellgrau) der gleichen Gruppe zugeordnet werden. Der Vergleich der roten und rot-violetten Gesteine mit den anderen drei Gesteinsgruppen liefert jeweils  $p = 0,0 < \alpha = 0,1$ , damit trifft die Alternativhypothese zu. Werden die rosa und hellgrauen Kalkgesteine verglichen, ergibt sich  $p = 0,7 > \alpha = 0,1$  und die Nullhypothese  $H_0$  ( $\beta = 0,10$ ) wird angenommen. (Tab. 18 und 19)

## Homogene Untergruppen - Punktlastindex Is50

Tukey-HSD

Gestein	N	Untergruppe für Alpha = 0.1		
		2	3	1
kalkiger Mergel	14	0,8	3,6	6,4
mergeliger Kalk	18			
Kalk rosa	20			6,4
Kalk grau	23			6,8
Signifikanz		1	1	0,7

Die Mittelwerte für die in homogenen Untergruppen befindlichen Gruppen werden angezeigt.

a Verwendet ein harmonisches Mittel für Stichprobengröße = 18,144.

b Die Gruppengrößen sind nicht identisch. Es wird das harmonische Mittel der Gruppengrößen verwendet.

Tab. 18: homogene Untergruppen der Punktlastindizes (TUKEY, J.W., 1949) erstellt mit IBM® SPSS® Statistics 15 (IBM, s.a.)

## Mehrfachvergleiche

Abhängige Variable: Punktlastindex Is50

Tukey-HSD

(I) Gestein	(J) Gestein	Signifikanz
kalkiger Mergel	mergeliger Kalk	0,0
	Kalk grau	0,0
	Kalk rosa	0,0
mergeliger Kalk	kalkiger Mergel	0,0
	Kalk grau	0,0
	Kalk rosa	0,0
<b>Kalk grau</b>	kalkiger Mergel	0,0
	mergeliger Kalk	0,0
	<b>Kalk rosa</b>	<b>0,7</b>
<b>Kalk rosa</b>	kalkiger Mergel	0,0
	mergeliger Kalk	0,0
	<b>Kalk grau</b>	<b>0,7</b>

\* Die Differenz der Mittelwerte ist auf dem Niveau 0.1 signifikant.

Tab. 19: Mehrfachvergleiche der Punktlastindizes (TUKEY, J.W., 1949) erstellt mit IBM® SPSS® Statistics 15 (IBM, s.a.)

Eingesetzt in die Formeln nach ISRM (1985) kann aus den Punktlastindizes (Tab. 17) die Druckfestigkeit  $\beta_D$  und die Zugfestigkeit  $\beta_Z$  der Gesteine errechnet werden. Die Auswertung der Rand- und Mittelwerte ist in der Tabelle 20 ersichtlich.

Werte gemäß Tabelle 14		$l_{s,50}$ $\left(\frac{N}{mm^2}\right)$	$\beta_D$ (MPa)	$\beta_Z$ (MPa)
<b>Mergel</b>				
Randwerte des 90 % - Konfidenzintervalls	max	1,0	22	1
	min	0,7	15	1
Mittelwert		0,8	18	1
<b>mergeliger Kalk</b>				
Randwerte des 90 % - Konfidenzintervalls	max	4,1	90	4
	min	3,1	68	3
Mittelwert		3,6	79	3
<b>Kalk hellgrau oder hellrosa</b>				
Randwerte des 90 % - Konfidenzintervalls	max	7,4	163	7
	min	6,2	136	6
Mittelwert		6,6	145	6

Tab. 20: Auswertung der Punktlastversuche

## 5.5 Ergebnisse der Versuche mittels Federwaage – Scherwinkel

Der Versuch wurde an verschiedenen Stellen mit demselben Handstück (siehe Abbildung 37 – Gestein mit Beschriftung „Federwaage“) durchgeführt. Der Probekörper wurde im Labor abgewogen. Die Auswertung der Messergebnisse brachte die in Tabelle 21 dargestellten Werte.

Lage Bö1 o. 2 / x (m)	Fallwinkel $\beta$ (°)	Normalanteil der Gewichtskraft $N_G / g = m \cdot \sin(\beta)$ (kg)	Messwert Federwaage $F_R / g$ (kg)	Reibungswinkel $\Phi = \arctan(F_R / N_G)$ (°)	
Bö 1 / 28	45	0,4	1,0	21	
Bö 1 / 35	30	0,3	0,8	<b>20</b>	$\Phi_{\min}$
Bö 2 / 8	35	0,3	0,8	21	
Bö 2 / 22	50	0,4	0,8	28	
Bö 2 / 25	40	0,3	0,6	29	
Bö 2 / 32	40	0,3	0,6	<b>29</b>	$\Phi_{\max}$
				<b>24</b>	$\Phi_{\text{median}}$

### Angaben allgemein

Masse Probekö. m (kg)	Erdbeschl. g (m/s <sup>2</sup> )	Gewicht G (N) = m.g
0,5	9,8	5,3

Tab. 21: Auswertung des Feldversuchs mit der Federwaage

## 5.6 Bestimmung der Trennflächenkohäsion

Im Zuge der Feldbegehungen vom 24.6.2012 wurden zur Abschätzung der Gesamtscherflächen  $A_{rb\_tot}$  und der Gleitkörper die mittleren Längen, Höhen und Breiten der neu entstandenen Hohlräume und Gleitflächen mittels Maßband und Messstab gemessen. Aufgrund der schwer zugänglichen Beprobungsstellen wurde die Form der Gleitkörper vereinfacht und die mittleren Abmessungen herangezogen: Dach ( $V_{\text{Quader}}/2$ ) oder Quaderform ( $V_{\text{Quader}} = l \cdot b \cdot h$ ) mit rechteckiger Grundform = Länge  $l$  \* Breite  $b$  bzw. dreieckiger Seitenfläche mit Höhe  $h$ . Für die Wichte gilt  $\gamma = 27 \text{ KN/m}^3$  (Kapitel 5.7), für den Rückprallwert  $Q_{M_1} = 45$  und für den Reibungswinkel der Gleitfläche  $\Phi_j = 24^\circ$  (Tab. 16). Der Reibungswinkel  $\Phi_{rb} = \Phi_b = 32^\circ$  für Kalkböschungen wurde der Fachliteratur entnommen (COULSON, J. H., 1972). Die entsprechenden Berechnungen sind in Tab. 22 ersichtlich.

Lage Bö: Mitte (m) und oben (o) / x (m)	Geometrie der Körper Gesteinsbrücke					Fallwinkel	
	l (cm)	b (cm)	h (cm)	W (kN) = $\gamma \cdot (1/2 \cdot l \cdot b \cdot h)$	$A_{rb\_tot} (m^2) =$ $l \cdot b \cdot a_{rb}$	$\beta (^\circ)$	$\alpha (^\circ)$
Bö m. / 0 Dach	90	55	70	4,68	0,50	48	022
Bö m. / 5 Quader	315	35	60	8,93	1,10	42	345
Bö m. / 35 Qua.	170	150	90	30,98	2,55	40	355
Bö o. / 25 Qua.	45	22	16	0,21	0,10	40	352
Bö o. / 32 Qua.	70	27	40	1,02	0,19	40	025
gewählter Reibungswinkel der Gesteinsbrücke	$\Phi_{rb} (^\circ)$		gewählter Reibungswinkel der Gleitfläche KS 1	$\Phi_j (^\circ)$		gewählte Wichte	$\gamma ( \text{kN/m}^3)$
	32			24			27

Tab. 22: Bestimmung  $A_{rb\_tot}$  – Felderhebung 24.6.2012

Über die ermittelte Gesamtfläche  $A_{rb\_tot}$  und einen geschätzten Materialbrückenanteil  $a_{rb}$  von ca. 5 %, angelehnt an die Werte nach FRAYSSINES, M. & HANTZ, D (2009), lassen sich die Materialbrückenlängen ( $g$ ) für die Modellierung schätzen. Die Trennflächengeometrie für die UDEC-Profile musste, in Abstimmung mit der Rechenkapazität des Simulationsprogrammes, vereinfacht werden. Aus den Trennflächenabständen und Materialbrückenlängen im Computermodell (Tab. 29) lassen sich die modellierten Materialbrückenanteile  $a_{rb}$  je Modell rückrechnen, und mittels der Formel 4.18 wurde die Trennflächenkohäsion  $j_c$  je Profil berechnet. (Tab. 23)



## 5.7 Gesteinsarten im Untersuchungsgebiet

Im Untersuchungsabschnitt wurden Stichproben der vorkommenden Gesteine entnommen. Das Material der Rutschungsfläche scheint sich von jenem der Kluffkörper zu unterscheiden. Im Abbaugelände ist eine Mergellage bekannt, die auch im Untersuchungsabschnitt auftritt (Abb. 37 – Handstücke Nr. 2). Zum einen finden sich in den Rutschmassen die abgebildeten roten festeren mergeligen Kalkgesteine, zum anderen violett-schimmernde Mergel, die große Mengen Glimmer enthalten dürften. Mit der Nr. 1a wurden die beprobten grauen bis weißen, vermutlich kalzitreichen, Kalkgesteine bezeichnet, auch die rosafarbenen Handstücke mit der Nr. 1b sind Kalke (Abb. 37).



Abb. 37: Gesteine aus dem Steinbruch, Handstück für den Federwaage-Versuch (photogr. RABL-HOFBAUER, E., 16-07-2012)

Die Wichte des Gesteins wurde mittels des Handstückes aus dem Federwaage-Versuch ermittelt. Die Probe wurde dafür in ein mit Wasser ( $m_w / V_w = 1$ ) gefülltes Becherglas getaucht und die verdrängte Wassermasse ( $m_{w\_verdr.} = 198 \text{ g}$ ) ermittelt. Das Handstück wurde abgewogen ( $m_p = 540 \text{ g}$ ). Für die Erdbeschleunigung  $g$  wurde der Wert  $9,81 \text{ m/s}^2$  angesetzt. Durch Einsetzen in die Formel 5.3 ergibt sich die Wichte  $\gamma_p$  zu  $26,8 \text{ kN/m}^3$ .

$$\gamma_p = \frac{m_w \cdot m_p \cdot g}{V_w \cdot m_{w\_verdr.}} \quad (5.3)$$

Der erhaltene Wert liegt im Bereich der Laborwerte  $\gamma$  ( $\text{kN/m}^3$ ) =  $26,8 - 27,0$  von FRAYSSINES, M. & HANTZ, D. (2009). Zur Auswertung der durchgeführten Methoden wurde ein Wert von  $\gamma$  ( $\text{kN/m}^3$ ) =  $27$  für ausreichend genau befunden und herangezogen.

Zur Bestimmung der mineralischen Zusammensetzung wurde die Methode der Röntgendiffraktometrie angewandt. Aus den nachfolgenden Abbildungen 38 und 39 sind die mineralogischen Profile ersichtlich. Der Winkel Theta, der auf der Abszisse abgetragen wird, steht über die Bragg'schen Gleichung mit dem für jedes Mineral charakteristischen Schichtabstand  $d$  in Beziehung. Die Ordinate stellt die Anzahl der Impulse pro Sekunde dar (counts per second – cps).

Das Gesamtmineralprofil der Proben, die aus der Gleitfläche und aus Klufkörpern im Untersuchungsabschnitt entnommen wurden, ist in der Abbildung 38 dargestellt. Die mineralogische Untersuchung bestätigt das Vorkommen der drei Materialarten Kalkgestein, mergeliger Kalk und kalkiger Mergel. Die rosafarbenen und hellgrauen Kalke unterscheiden sich mineralogisch kaum. Im Profil des kalkigen Mergels konnten Peaks, die für das Tonmineral Illit typisch sind, detektiert werden. Der mergelige Kalk nimmt mineralogisch eine Zwischenstellung zwischen Kalk und Mergel ein.

Aus dem kalkigen Mergel konnte ausreichend Feinmaterial extrahiert werden, um eine Tonmineralanalyse durchzuführen. Das Diffraktogramm (Abb. 39) gibt Aufschluss darüber, dass die rötliche Färbung des Materials von Eisenoxiden (z.B. Hämatit) verursacht wird. Das in auffälligem Maße vorkommende Mineral Illit gehört zu den nicht quellfähigen Tonmineralen. Die Zwischenmessungen nach dem Umbelegen mit Kalium (k) und Magnesium (m) sowie den Behandlungen mit Ethylenglykol (ME, KE), Dimethylsulfoxid (d) und nach dem Tempern bei  $500\text{ }^{\circ}\text{C}$  (mt5) führten zur Bestätigung, dass auch Kaolinit und sekundär gebildeter Chlorit im Material in Spuren vorhanden sind.

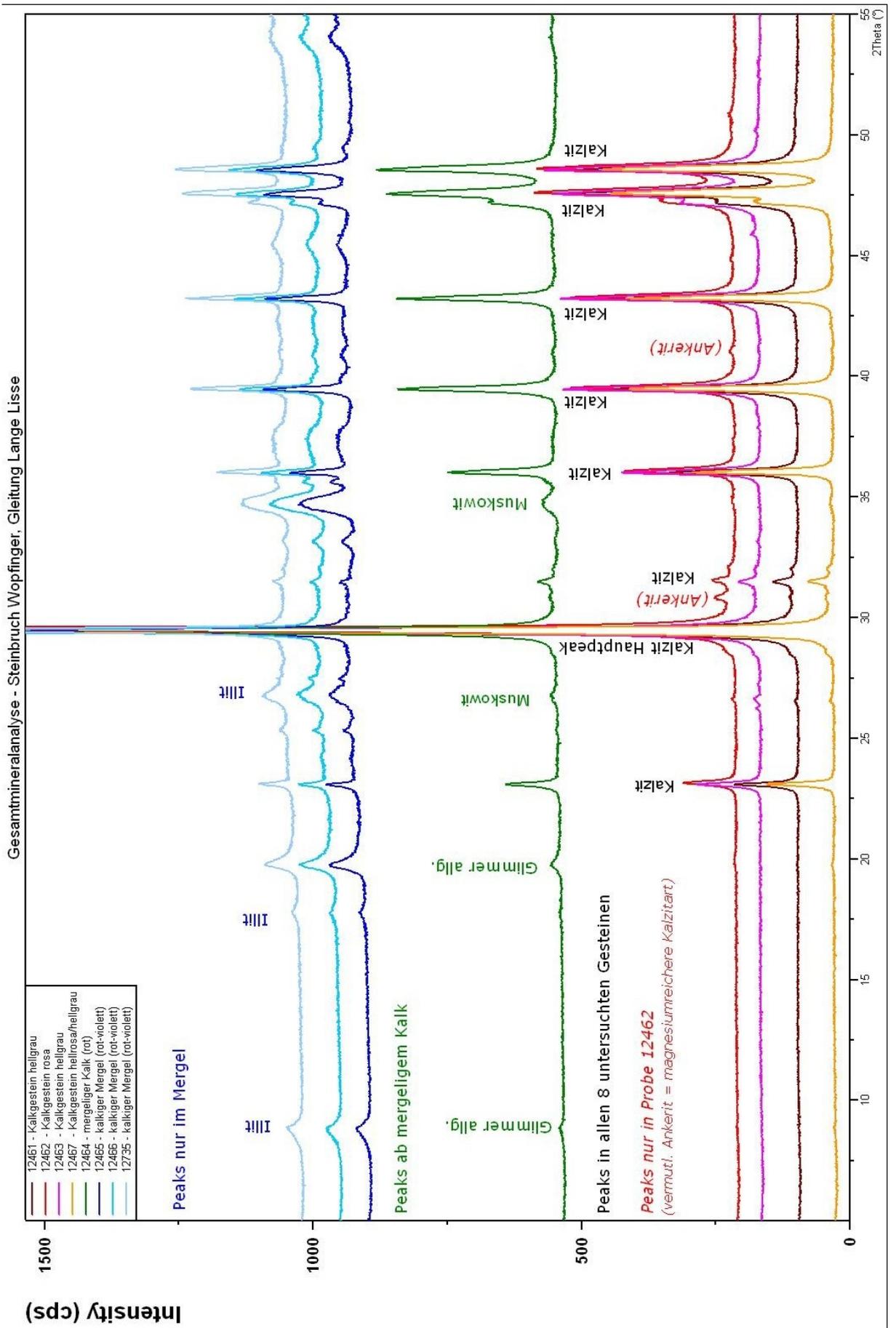


Abb. 38: Gesteine aus dem Steinbruch - Gesamtmineralanalyse

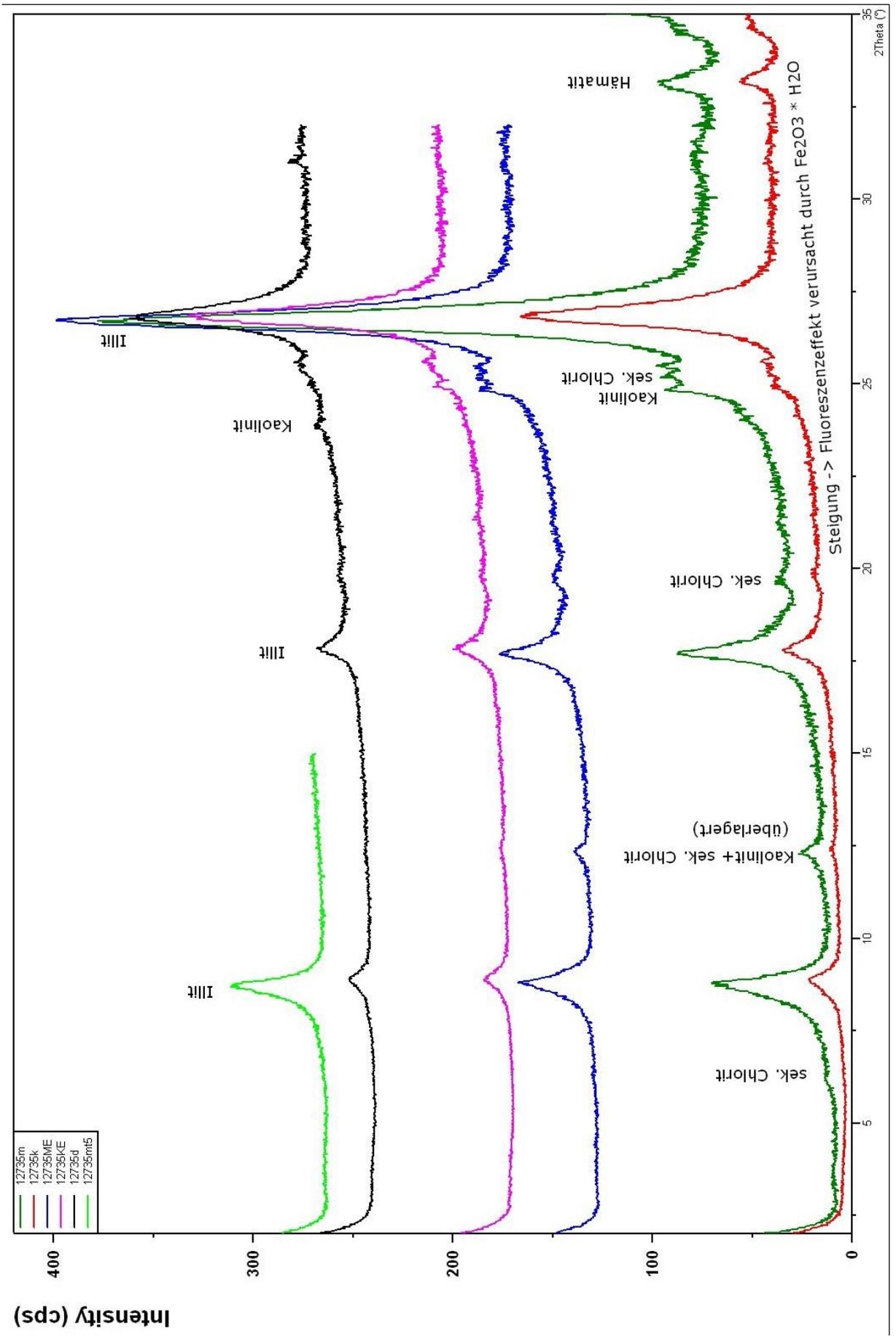


Abb. 39: Diffraktogramm Gesamtmineralanalyse

## 5.8 Lithogramm des Gebirges

Je Profil wurden im Feld die wichtigsten Gesteins- und Felsparameter abgeschätzt und in ein Aufnahmeformblatt nach SCHWINGENSCHLÖGL, R. & ROCKENSCHAUB M. (1990) eingetragen. Es sind dies:

- Gesteinsfestigkeit – mittels Hammertest :
  - GF 1 – kaum spaltbar, heller Schlagklang
  - GF 2 – spaltbar
  - GF 3 – gut spaltbar, dumpfer Schlagklang, Kanten mit den Fingern abzubrechen
  - GF 4 – mit den Fingern zerdrückbar
- Verwitterungsgrad:
  - V 1 – keine bis leicht bräunliche Verfärbung der Oberfläche, heller Schlagklang
  - V 2 – limonitisch belegte Klüfte, Schlagklang hell bis dumpf
  - V 3 – teilweise entfestigt, Limonitisierung des Korngefüges, dumpfer Schlagklang
  - V 4 – vollständig entfestigt
- Auflockerungsgrad: von AG 1 nach AG 4 zunehmende Summe der Kluftöffnungsweiten (mm) je Meßgeradenlänge (m)
- Verbandsfestigkeit:
  - VB 1 – AG < 10 mm/m, kaum Bewegungsmöglichkeit der Kluftkörper
  - VB 2 – AG 10 - 30 mm/m, Kraft- und Formschluss nicht mehr sehr gut, Teilbewegung der Kluftkörper möglich;
  - VB 3 – AG 30 - 60 mm/m, Lösbarkeit des Felses nach mehreren Richtungen
  - VB 4 – AG > 60 mm/m Kraft- und Formschluss kaum mehr vorhanden, leicht lösbares Haufwerk
- Kluftkörperform: polyedrisch, etc.
- Kluftkörpergröße: von KG 1 nach KG 4 abnehmender Mittelwert aus den mittleren Abmessungen der Länge, Breite und Höhe des Körpers (cm)
- Für den RQD-Index wurde in der Ansicht je eine scanline (Messgerade) mittels Maßband horizontal, vertikal und diagonal gelegt und  $\lambda$  ermittelt.  
 $\lambda = \text{Anzahl Klüfte} / \text{Länge der scanline (m)}$
- Ausbildung der Kluftwandung: Oberflächenform der Kluftfläche (KW 1 – KW 3) und Grad bzw. Art der Aufrauung (KR 1 – KR 3)

Alle weiteren Angaben auf dem Formular sind selbsterklärend. Vorrangig fließen die erhobenen Daten in die Felsklassifizierung ein. (Abb. 40 – 42)

### AUFNAHMEFORMBLATT

<b>Projekt:</b> Felsgleitung Sicherheitsberme (Westende) ① Steinbruch WOPFINGER GmbH	<b>Bearbeiter:</b> Ra ②	<b>Dat.:</b> ③ 19.08.2012
<b>Lokalität:</b> Dürnbach (Gemeinde Waldegg - Hohe Wand) ④		
<b>Gesteinsbezeichnung:</b> Kalk ⑤ Mergel: Gleitfläche (KS 1)	<b>Mineralbestand:</b> siehe Röntgendiffraktogramm ⑥	
		<b>Raumstellung d. Aufschlusses:</b> ⑦
<b>Anzahl d. Homogenbereiche:</b> ⑧	<b>Nr. d. Homogenbereiches:</b> Profil 1 ⑨	
<b>Gefügemerkmale:</b> 3 Kluftscharen, davon eine Gleitfläche entlang einer Mergellage ⑩ Kalk: massig, geklüftet, teils brekziös Mergel: feinschichtig		
<b>Korngröße:</b> ⑪ ○ >30 mm ⊗ Kalk: 5—30 mm ○ 1— 5 mm ⊗ Mergel: <1 mm	<b>Verwitterung:</b> ⑫ ○ V 1 unverwittert ⊗ V 2 angewittert ○ V 3 verwittert ○ V 4 entfestigt	<b>Gesteinsfestigkeit:</b> ⑬ ⊗ GF 1 sehr fest ○ GF 2 fest ○ GF 3 mäßig fest ○ GF 4 entfestigt
<b>Punktlastindex /s<sub>50</sub>:</b> ⑭ ○ Is 1 >8 N/mm <sup>2</sup> ⊗ Is 2 4—8 N/mm <sup>2</sup> (Kalk) ○ Is 3 2—4 N/mm <sup>2</sup> ⊗ Is 4 <2 N/mm <sup>2</sup> (Mergel)	<b>Rückprallhärte:</b> ⑮ ○ SH 1 >60 ○ SH 2 45—60 ⊗ SH 3 (Kalk) 30—45 ⊗ SH 4 (angewitterte Trennflächen) <30	<b>Verbandsfestigkeit:</b> ⑯ ○ VB 1 sehr gut ⊗ VB 2 gut ○ VB 3 mäßig ○ VB 4 gering
<b>Trennflächenabstand:</b> ⑰ ○ KA 1 >300 cm ○ KA 2 300—100 cm ⊗ KA 3 100— 30 cm ○ KA 4 30— 10 cm ○ KA 5 10— 3 cm ○ KA 6 <3 cm	<b>Kluftkörpergröße:</b> ⑱ ○ KG 1 >200 cm ○ KG 2 200— 60 cm ⊗ KG 3 60— 20 cm ○ KG 4 20— 6 cm ○ KG 5 <6 cm	<b>Kluftkörperform:</b> ⑲ ⊗ polyedrisch ○ prismatisch ○ plattig ○ säulig
<b>gr. Kluftabst.:</b> KA 1 ⑳ <b>kl. Kluftabst.:</b> KA 4	<b>gr. Kluftk.:</b> KG 1 ㉑ <b>kl. Kluftk.:</b> KG 4	<b>Art d. Kluftfüllung:</b> ㉒ keine oder Zerreibsel
<b>Lin. Auflockerungsgr.:</b> ㉓ ○ AG 1 0— 5 mm/m ○ AG 2 5—15 mm/m ⊗ AG 3 15—30 mm/m ○ AG 4 >30 mm/m	<b>Ausb. d. Kluftwandung:</b> ㉔ ○ KW 1 stufig ⊗ KW 2 wellig KS 2 u. 3 ⊗ KW 3 eben KS 1 (gf) ⊗ KR 1 rauh KS 2 u. 3 ⊗ KR 2 glatt KS 1 (gf) ○ KR 3 poliert	<b>RQD-Index:</b> ㉕ ○ 90—100% ⊗ 75— 90% ○ 50— 75% ○ 25— 50% ○ <25% <small><math>\lambda_w = 15/2,0 = 7,5 \text{ Tf/m}</math> <math>\lambda_n = 21/2,5 = 8,4 \text{ Tf/m}</math> <math>\lambda_d = 18/2,5 = 7,2 \text{ Tf/m}</math></small>
<b>Bergwasser:</b> ⑳ ⊗ keines                      ○ tropfend                      ○ fließend		
<b>Quellaustritte:</b> - ㉖		
<b>Vegetation:</b> krautige Pflanzen, Wald ㉗		

Abb. 40: Lithogramm Profil 1 (SCHWINGENSCHLÖGL, R. & ROCKENSCHAUB M., 1990)

AUFNAHMEFORMBLATT

<b>Projekt:</b> Felsgleitung Sicherheitsberme (Westende) ① Steinbruch WOPFINGER GmbH		<b>Bearbeiter:</b> Ra ②	<b>Dat.:</b> 19.08.2012 ③
<b>Lokalität:</b> Dürnbach (Gemeinde Waldegg - Hohe Wand) ④			
<b>Gesteinsbezeichnung:</b> Kalk ⑤ Mergel: Gleitfläche (KS 1)		<b>Mineralbestand:</b> siehe Röntgendiffraktogramm ⑥	
		<b>Raumstellung d. Aufschlusses:</b> ⑦	
<b>Anzahl d. Homogenbereiche:</b> ⑧		<b>Nr. d. Homogenbereiches:</b> Profil 2 ⑨	
<b>Gefügemerkmale:</b> 3 Klufscharen, davon eine Gleitfläche entlang einer Mergellage ⑩ Kalk: massig, geklüftet, teils brekziös Mergel: feinschichtig			
<b>Korngröße:</b> ⑪ ○ >30 mm ⊗ Kalk: 5—30 mm ○ 1— 5 mm ⊗ Mergel: <1 mm	<b>Verwitterung:</b> ⑫ ○ V 1 unverwittert ⊗ V 2 angewittert ○ V 3 verwittert ○ V 4 entfestigt	<b>Gesteinsfestigkeit:</b> ⑬ ⊗ GF 1 sehr fest ○ GF 2 fest ○ GF 3 mäßig fest ○ GF 4 entfestigt	
<b>Punktlastindex /s<sub>50</sub>:</b> ⑭ ○ Is 1 >8 N/mm <sup>2</sup> ⊗ Is 2 4—8 N/mm <sup>2</sup> (Kalk) ○ Is 3 2—4 N/mm <sup>2</sup> ⊗ Is 4 <2 N/mm <sup>2</sup> (Mergel)	<b>Rückprallhärte:</b> ⑮ ○ SH 1 >60 ○ SH 2 45—60 ⊗ SH 3 (Kalk) 30—45 ⊗ SH 4 (angewitterte Trennflächen) <30	<b>Verbandsfestigkeit:</b> ⑯ ○ VB 1 sehr gut ⊗ VB 2 gut ○ VB 3 mäßig ○ VB 4 gering	
<b>Trennflächenabstand:</b> ⑰ ○ KA 1 >300 cm ○ KA 2 300—100 cm ⊗ KA 3 100— 30 cm ○ KA 4 30— 10 cm ○ KA 5 10— 3 cm ○ KA 6 <3 cm	<b>Kluftkörpergröße:</b> ⑱ ○ KG 1 >200 cm ○ KG 2 200— 60 cm ⊗ KG 3 60— 20 cm ○ KG 4 20— 6 cm ○ KG 5 <6 cm	<b>Kluftkörperform:</b> ⑲ ⊗ polyedrisch ○ prismatisch ○ plattig ○ säulig	
<b>gr. Kluftabst.:</b> KA 1 ⑳ <b>kl. Kluftabst.:</b> KA 4	<b>gr. Kluftk.:</b> KG 1 ㉑ <b>kl. Kluftk.:</b> KG 4	<b>Art d. Kluftfüllung:</b> ㉒ keine / an Mergelgleitfläche limon.	
<b>Lin. Auflockerungsgr.:</b> ㉓ ⊗ AG 1 0— 5 mm/m ○ AG 2 5—15 mm/m ○ AG 3 15—30 mm/m ○ AG 4 >30 mm/m	<b>Ausb. d. Kluftwandung:</b> ㉔ ○ KW 1 stufig ○ KW 2 wellig ⊗ KW 3 eben ○ KR 1 rau ⊗ KR 2 glatt ○ KR 3 poliert	<b>RQD-Index:</b> ㉕ ○ 90—100% ⊗ 75— 90% ○ 50— 75% ○ 25— 50% ○ <25% $\lambda_w = 16/2 = 8 \text{ Tf/m}$ $\lambda_n = 18/3 = 6 \text{ Tf/m}$ $\lambda_d = 21/3 = 7 \text{ Tf/m}$	
<b>Bergwasser:</b> ㉖ ⊗ keines                      ○ tropfend                      ○ fließend			
<b>Quellaustritte:</b> - ㉗			
<b>Vegetation:</b> krautige Pflanzen, Wald ㉘			

Abb. 41: Lithogramm Profil 2 (SCHWINGENSCHLÖGL, R. & ROCKENSCHAUB M.,1990)

**AUFNAHMEFORMBLATT**

<b>Projekt:</b> Felsgleitung Sicherheitsberme (Westende) ① Steinbruch WOPFINGER GmbH	<b>Bearbeiter:</b> Ra ②	<b>Dat.:</b> ③ 19.08.2012
<b>Lokalität:</b> Dürnbach (Gemeinde Waldegg - Hohe Wand) ④		
<b>Gesteinsbezeichnung:</b> Kalk ⑤ Mergel: Gleitfläche (KS 1)	<b>Mineralbestand:</b> siehe Röntgendiffraktogramm ⑥	
		<b>Raumstellung d. Aufschlusses:</b> ⑦
<b>Anzahl d. Homogenbereiche:</b> 3 ⑧	<b>Nr. d. Homogenbereiches:</b> Profil 3 ⑨	
<b>Gefügemerkmale:</b> 3 Klufscharen, davon eine Gleitfläche entlang einer Mergellage ⑩ Kalk: massig, geklüftet, teils brekziös Mergel: feinschichtig		
<b>Korngröße:</b> ⑪ ○ >30 mm ⊗ Kalk: 5—30 mm ○ 1— 5 mm ⊗ Mergel: <1 mm	<b>Verwitterung:</b> ⑫ ○ V 1 unverwittert ⊗ V 2 angewittert ○ V 3 verwittert ○ V 4 entfestigt	<b>Gesteinsfestigkeit:</b> ⑬ ⊗ GF 1 sehr fest ○ GF 2 fest ○ GF 3 mäßig fest ○ GF 4 entfestigt
<b>Punktlastindex /s<sub>50</sub>:</b> ⑭ ○ Is 1 >8 N/mm <sup>2</sup> ⊗ Is 2 4—8 N/mm <sup>2</sup> (Kalk) ○ Is 3 2—4 N/mm <sup>2</sup> ⊗ Is 4 <2 N/mm <sup>2</sup>	<b>Rückprallhärte:</b> ⑮ ○ SH 1 >60 ○ SH 2 45—60 ⊗ SH 3 (Kalk) 30—45 ○ SH 4 <30	<b>Verbandsfestigkeit:</b> ⑯ ○ VB 1 sehr gut ⊗ VB 2 gut ○ VB 3 mäßig ○ VB 4 gering
<b>Trennflächenabstand:</b> ⑰ ○ KA 1 >300 cm ○ KA 2 300—100 cm ⊗ KA 3 100— 30 cm ○ KA 4 30— 10 cm ○ KA 5 10— 3 cm ○ KA 6 <3 cm	<b>Kluftkörpergröße:</b> ⑱ ○ KG 1 >200 cm ○ KG 2 200— 60 cm ⊗ KG 3 60— 20 cm ○ KG 4 20— 6 cm ○ KG 5 <6 cm	<b>Kluftkörperform:</b> ⑲ ⊗ polyedrisch ○ prismatisch ○ plattig ○ säulig
<b>gr. Kluftabst.:</b> KA 2 ⑳ <b>kl. Kluftabst.:</b> KA 4	<b>gr. Kluftk.:</b> KG 2 ㉑ <b>kl. Kluftk.:</b> KG 4	<b>Art d. Kluftfüllung:</b> ㉒ Zerreißsel
<b>Lin. Auflockerungsgr.:</b> ㉓ ○ AG 1 0— 5 mm/m ⊗ AG 2 5—15 mm/m ○ AG 3 15—30 mm/m ○ AG 4 >30 mm/m	<b>Ausb. d. Kluftwandung:</b> ㉔ ○ KW 1 stufig ⊗ KW 2 wellig ○ KW 3 eben ⊗ KR 1 rau ⊗ KR 2 glatt ○ KR 3 poliert	<b>RQD-Index:</b> ㉕ ○ 90—100% ○ 75— 90% ○ 50— 75% ○ 25— 50% ○ <25% <small>λ<sub>v</sub> = 15/2 = 7,5 Tf/m    λ<sub>h</sub> = 20/2,5 = 8 Tf/m λ<sub>vd</sub> = 15/3 = 5,0 Tf/m</small>
<b>Bergwasser:</b> ㉖ ⊗ keines                      ○ tropfend                      ○ fließend		
<b>Quellaustritte:</b> - ㉗		
<b>Vegetation:</b> krautige Pflanzen, Wald ㉘		

Abb. 42: Lithogramm Profil 3 (SCHWINGENSCHLÖGL, R. & ROCKENSCHAUB M.,1990)

## 5.9 Felsklassifizierung

Die Felsklassifizierung dient einer ersten Abschätzung der Felsstabilität bzw. kann zur Verbesserung der Datengrundlage beitragen. Im Zuge dieser Arbeit wurden drei Methoden angewandt, deren Ergebnisse nachstehend angeführt sind.

### 5.9.1 Rock Quality Design (RQD)

In den Lithogrammen (Abb. 40 - 42) ist der Bereich der RQD-Indizes angeführt, bzw. aus den angegebenen  $\lambda$ -Werten berechenbar (Formel 4.24,  $t = 0,1$ ). Die Auswertungsergebnisse nach PRIEST, S. D. & HUDSON, J. A. (1976) und DEERE, D. U. (1968) sind der Tabelle 24 zu entnehmen.

Profil	RQD( $\lambda_{\min}$ )	RQD( $\lambda_{\max}$ )	RQD( $\lambda_{\text{med}}$ )	Bewertung nach DEERE, D. U. (1968)
1	84	83	79	gut
2	88	84	81	gut
3	91	83	81	gut

Tab. 24: Klassifizierung mittels RQD-Index

### 5.9.2 Rock Mass Rating (RMR) und Slope Mass Rating (SMR)

Beim Rock Mass Rating nach BIENIAWSKI, Z. T. (1973) wurde von vorwiegend planarem Versagen (Gleitversagen) ausgegangen. Als maßgebliche Kluftschar gilt die Kluftschar 1. Ausgehend von den Lithogramme ergeben sich folgende Indizes:

$$\text{Rating}_{1\_Profil\ 1-3} (IS_{50} = 0,58 - 7,41) = 7$$

$$\text{Rating}_{2\_Profil\ 1-3} (RQD = 75 - 90) = 17$$

$$\text{Rating}_{3\_Profil\ 1-3} (\text{Joint spacing} < 60 \text{ mm}) = 5$$

$$\text{Rating}_{4\_Profil\ 1-3} (\text{Joint condition} = \text{slightly rough} + \text{s. weatherd}) = 25$$

$$\text{Rating}_{5\_Profil\ 1-3} (\text{Joint water} = \text{damp} - \text{dry}) = 12$$

Rating<sub>6</sub> (orientation):

- $F_{1\_Profil\ 1} (1 - \sin(\Delta(\alpha_s - \alpha_j)))^2 = (1 - \sin(358^\circ - 347^\circ))^2 = 0,65$   
 $F_{1\_Profil\ 2} = (1 - \sin(34^\circ))^2 = 0,19$        $F_{1\_Profil\ 3} = (1 - \sin(7^\circ))^2 = 0,77$
- $F_{2\_Profil\ 1 \text{ u. } 2} (\beta_j = 36^\circ) = 0,53$        $F_{2\_Profil\ 3} (\beta_j = 45^\circ) = 1$
- $F_{3\_Profile\ 1-3} ((\beta_j - \beta_s) < -10^\circ) = -60$
- $F_{4\_Profile\ 1-3} (\text{blasting or mechanical}) = 0$

$$RMR_{\text{basic\_Profil}\ 1-3} = 7 + 17 + 5 + 25 + 12 = 66$$

$$SMR_{\text{Profil}\ 1} = RMR_{\text{basic}} + F_1 \cdot F_2 \cdot F_3 + F_4 = 45 \rightarrow \text{Tab. 4 - Klasse III: Mäßig}$$

$$SMR_{\text{Profil}\ 2} = 60 \rightarrow \text{Tab. 4 - Klasse II: Gut}$$

$$SMR_{\text{Profil}\ 3} = 20 \rightarrow \text{Tab. 4 - Klasse IV: Schlecht, Stützmaßnahmen empfohlen!}$$

### 5.9.3 Geological Strength Index (GSI)

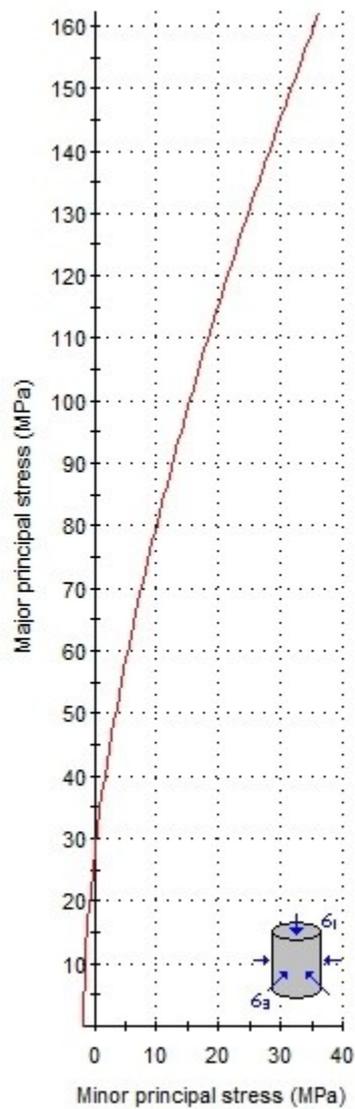
Um die unterschiedlichen geologischen Schichten aus Kalk, mergeligem Kalk, sowie die Mergel-Lage mittels RocLab 1.0 (ROCKSCIENCE, s.a.) zu analysieren, musste zunächst der Geological Strength Index (GSI) nach HOEK, E., (1994) und HOEK, E. et al., (1995) ermittelt werden. (Abb. 19)

Für die Böschungsbereiche, die vorrangig aus hellem Kalk (crystalline limestone) bestehen, ist ein GSI von 80 herangezogen worden. Die Bereiche aus mergeligen Kalken bis kalkigen Mergeln (marl) wurden mit einem GSI von 60 bewertet. Als Eingangswerte der Druckfestigkeiten des entsprechenden Gesteins (intact uniaxial compressive strength) dienten die Ergebnisse der Punktlastversuche.

Da Unregelmäßigkeiten bei den Sprengarbeiten in einem Steinbruch nicht ausgeschlossen werden können, wurde ein Störfaktor (Disturbance factor D) mit 1 angesetzt.

Die Auswertungen (Abbildungen 43 bis 45) liefern Abschätzungen folgender Fels- und Gesteinsparameter aufgrund von Erfahrungswerten:

- E-Moduli  $E_i$  des Gestein (intact modulus)
- Kohäsion  $c$  (cohesion)
- Scherwinkel  $\Phi$  (friction angle)
- Gebirgs-Zugfestigkeit  $\sigma_t$  (rock mass – tensile strength)
- Gebirgs-Druckfestigkeit UCS (rock mass – uniaxial compressive strength)
- E-Modul des Gebirges  $E_m$  (deformation modulus)



#### Analysis of Rock Strength using RocLab

##### Hoek-Brown Classification

intact uniaxial comp. strength ( $\sigma_{ci}$ ) = 145 MPa  
 GSI = 80  $m_i$  = 12 Disturbance factor (D) = 1  
 intact modulus ( $E_i$ ) = 72500 MPa  
 modulus ratio (MR) = 500

##### Hoek-Brown Criterion

$m_b$  = 2.876  $s$  = 0.0357  $a$  = 0.501

##### Mohr-Coulomb Fit

cohesion = 10.021 MPa friction angle = 34.74 deg

##### Rock Mass Parameters

tensile strength = -1.799 MPa  
 uniaxial compressive strength = 27.333 MPa  
 global strength = 38.288 MPa  
 deformation modulus = 23624.83 MPa

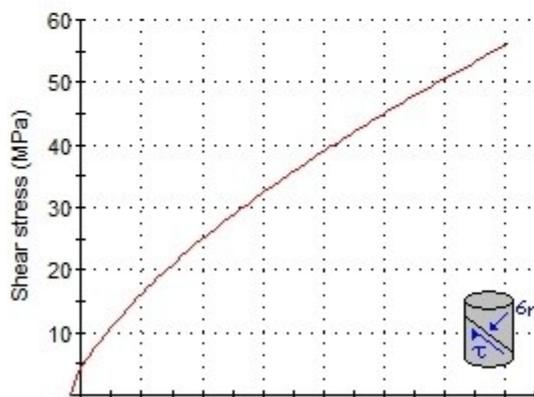
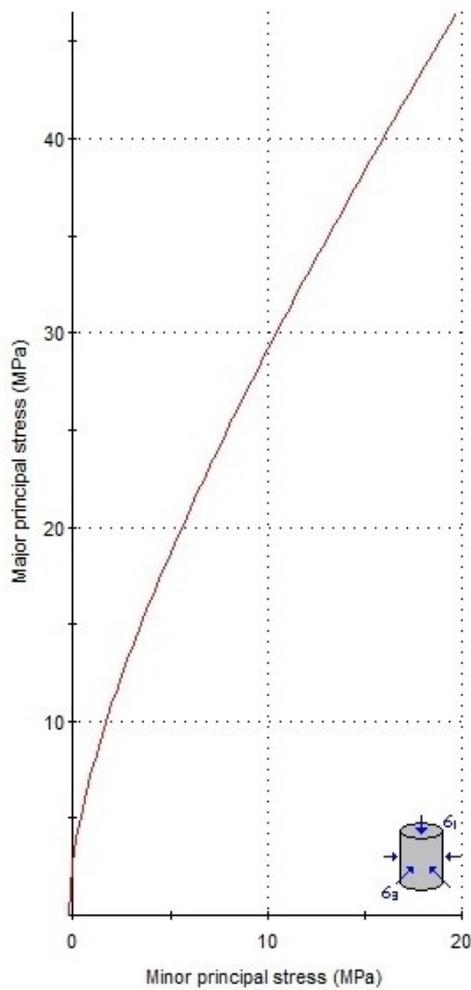


Abb. 43: Auswertung RocLab 1.0 (ROCSCIENCE INC., s.a.) für Kalkschichten



#### Analysis of Rock Strength using RocLab

##### Hoek-Brown Classification

intact uniaxial comp. strength ( $\sigma_{ci}$ ) = 79 MPa  
 GSI = 60  $m_i$  = 8 Disturbance factor (D) = 1  
 intact modulus ( $E_i$ ) = 39500 MPa  
 modulus ratio (MR) = 500

##### Hoek-Brown Criterion

$m_b$  = 0.459  $s$  = 0.0013  $a$  = 0.503

##### Mohr-Coulomb Fit

cohesion = 2.537 MPa friction angle = 20.46 deg

##### Rock Mass Parameters

tensile strength = -0.219 MPa  
 uniaxial compressive strength = 2.765 MPa  
 global strength = 7.309 MPa  
 deformation modulus = 4812.09 MPa

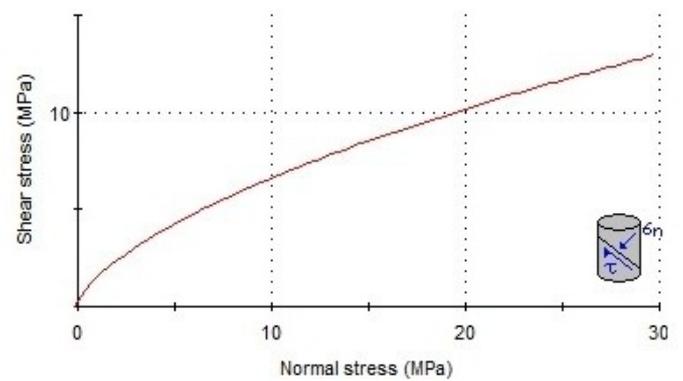
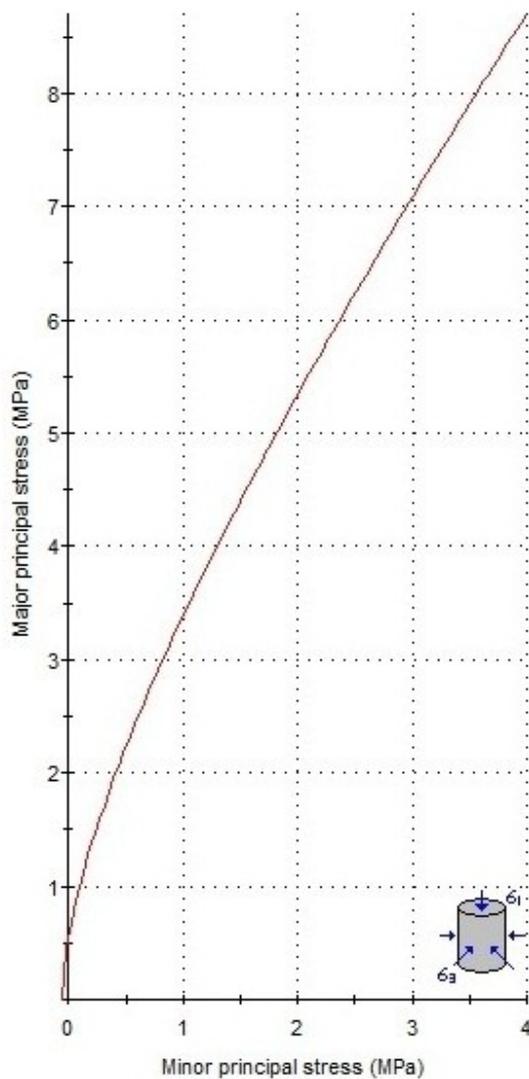


Abb. 44: Auswertung RocLab 1.0 (ROCSCIENCE INC., s.a.) für Bereiche mit mergeligem Kalk



#### Analysis of Rock Strength using RocLab

##### Hoek-Brown Classification

intact uniaxial comp. strength ( $\sigma_{ci}$ ) = 16 MPa  
 GSI = 60  $m_i$  = 6 Disturbance factor (D) = 1  
 intact modulus ( $E_i$ ) = 2720 MPa  
 modulus ratio (MR) = 170

##### Hoek-Brown Criterion

$m_b$  = 0.345  $s$  = 0.0013  $a$  = 0.503

##### Mohr-Coulomb Fit

cohesion = 0.467 MPa friction angle = 18.48 deg

##### Rock Mass Parameters

tensile strength = -0.059 MPa  
 uniaxial compressive strength = 0.560 MPa  
 global strength = 1.297 MPa  
 deformation modulus = 331.36 MPa

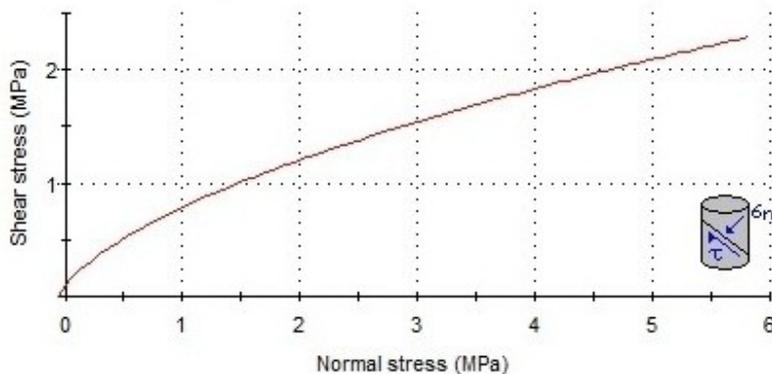


Abb. 45: Auswertung RocLab 1.0 (ROCSCIENCE INC., s.a.) für Mergellage

## 6 Parametergegenüberstellung und -auswahl – Bildung von Qualitätsstufen

### 6.1 Widerstand – innere Eigenschaften des Materials

Die gewonnenen Daten im Kapitel 5 gestalten sich ortsabhängig heterogen. Die erstellten Profile der Böschung sind hinsichtlich ihrer Geometrie der Böschungskante und des Trennflächengefüges verschieden. Auch bedingt durch die im Kapitel 3 erläuterte Stratigraphie sind unterschiedliche Schichten mit verschiedenen Gesteins- und Kluffteigenschaften zu erwarten. Die genaue Lage und Ausdehnung der Loferer-Zyklen, sowie die Mächtigkeit einzelner geologischer Schichten ist nicht bekannt. Das Trennflächengefüge kann als homogen über den betrachteten Querschnitt, aber auch mit unterschiedlichen Trennflächenlängen und -abständen in verschiedene Schichten je Profil modelliert werden. Genauer wird darauf noch in den Kapiteln 7 und 8 eingegangen.

Jene Parameter, die nicht über Messungen erhoben werden konnten, wurden der angeführten Literatur oder der Auswertung mittels RocLab 1.0 (Abb. 43 bis 45) entnommen. Für die Relation zwischen Elastizitäts- und Schubmodul gilt die Querdehnungszahl  $\nu = 0,31$  für Kalk, gemittelt aus den Werten in FRAYSSINES, M. & HANTZ, D. (2009). Da die E-Modulauswertungen mit der Formel 4.9 den ermittelten Erfahrungswerten laut RocLab 1.0 vergleichbar sind, während die Werte, die die Formel 4.7 liefert abweichen, wurden erstere für die Modellierung verwendet.

Die mit der Formel nach PROCEQ (s.a.) ermittelten  $\beta_D$ -Werte wurden nicht mitberücksichtigt. Sie weichen zu stark von jenen der Formeln 4.6 und 4.8 ab, da die Firma Proceq ihre Tests vorwiegend an Betonproben durchführt.

Als ungünstigster E-Modul bzw. Druckfestigkeit  $\beta_D$  der Trennflächen wurden für die Kluftchar 1 die Mittelwerte aus der Auswertung für kalkigen Mergel laut RocLab 1.0 und den Berechnungen über den Schmidt-Hammer-Wert  $Q_{0,1,1}$  herangezogen. Für die enger stehenden Trennflächen der Scharen 2 und 3 wurde der Mergelanteil höher angenommen. Als E-Modul für diese Kluftscharen gelten die Mittelwerte aus den Berechnungen mit den Schmidt-Hammer-Wert  $Q_{0,1,j}$  und dem Ergebnis für kalkigen Mergel laut RocLab 1.0. Als Minimal-Wert des Reibungswinkels  $\Phi$  gilt der Wert aus RocLab 1.0 für kalkigen Mergel.

Für die Materialeigenschaften wurden verschiedene Qualitätsstufen der Gesteinseigenschaften (GE1 bis GE3) und der Kluffteigenschaften (KE1 bis KE3) entwickelt. Die Qualitätsklassen GE3 und KE3 repräsentieren die ungünstigsten Eigenschaften des Gesteins und der Trennflächen, GE2 und KE2 stehen für gutes, GE1 und KE1 für sehr gutes Material. Die Kombinationen der erhobenen Daten zu den Qualitätsklassen sind den Tab. 25 bis 28 zu entnehmen.

Über den E-Modul können der Bulk- (K), der Schermodul (G), die Kluftnormal- ( $k_N$ ) und die Kluftschersteifigkeit ( $k_s$ ) ermittelt werden. Die Errechnung des Bulk- und der Schermoduls erfolgt mittels der Formeln nach ITASCA CONSULTING GROUP INC. (2004b).

$$K = \frac{E}{3(1 - 2\nu)} \quad (6.1)$$

$$G = \frac{E}{2(1 + \nu)} \quad (6.2)$$

Die vereinfachte Berechnungsformel für die Kluftnormal- und Schersteifigkeit nach BANDIS, S. C. et al. (1983) lautet:

$$k_n = \frac{E_{rm} \cdot E_{jr}}{[s \cdot (E_{jr} - E_m)]} \quad (6.3)$$

$$k_s = \frac{G_{rm} \cdot G_{jr}}{[s \cdot (G_{jr} - G_m)]} \quad (6.4)$$

Zur Prüfung der Plausibilität der erhaltenen Parameter für die Kluftnormal- ( $k_{ni}$ ) und die Kluftschersteifigkeit ( $k_s$ ) können folgende Werte (in GPa/m) für angewitterten Kalk mit gutem Kraftschluss nach BANDIS, S. C. et al. (1983) herangezogen werden:

je nach Lastwechselfall	1	$k_{ni}$ :	5 – 70
	2	$k_{ni}$ :	26 – 91
	3	$k_{ni}$ :	53 – 168
leicht angewittert		$k_s$ :	8 – 51
angewittert		$k_s$ :	4 – 17

Die Kluftsteifigkeiten hängen nicht nur von den Festigkeitsmoduln, sondern auch von den Trennflächenabständen ab, sind also auch ortsabhängig. Sie mussten deshalb für jedes Profil und jede Kluftschar extra errechnet werden.

Die Abbildungen 46 bis 48 stellen die UDEC-Blockmodelle dar. Die Materialqualitäten GE1 bis GE3 wurden je nach Szenario den verschiedenen Blöcken zugewiesen. Der Block mit der Nr. 202 repräsentiert die Böschung. Die anderen drei Blöcke sind jene Hangbereiche, durch deren Entnahme der Abbau und die daraus resultierende Entlastungssituation simuliert wurde. Die Tabellen 25 bis 28 liefern eine Übersicht über die gewählten Reibungs- und Festigkeits-Parameter für die UDEC-Modelle.

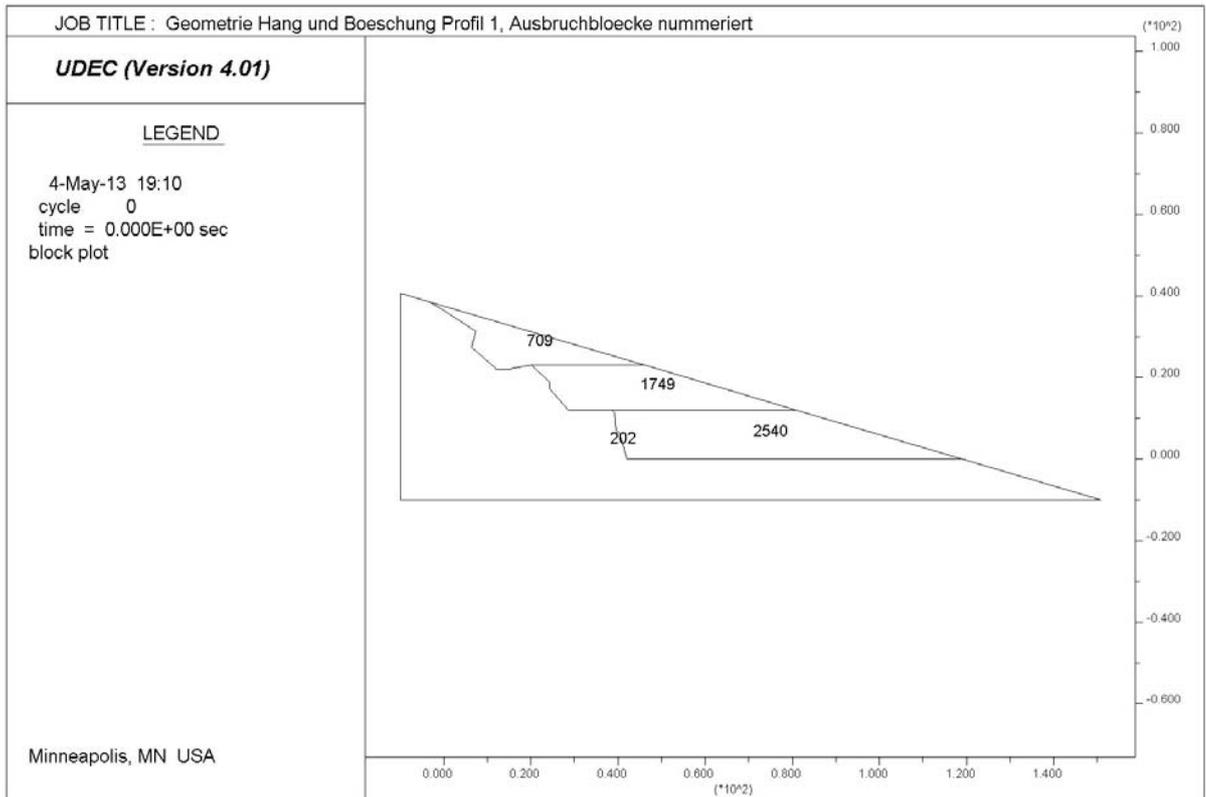


Abb. 46: UDEC-Blockbild Profil 1

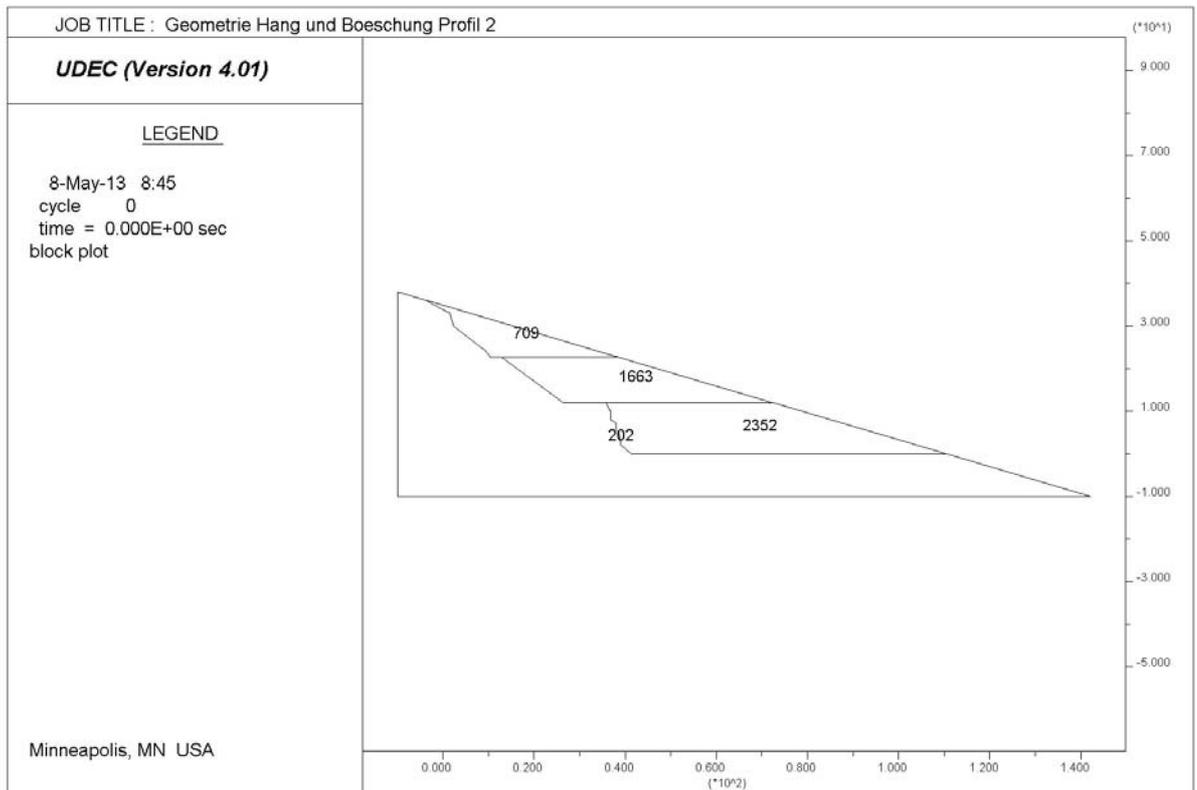


Abb. 47: UDEC-Blockbild Profil 2

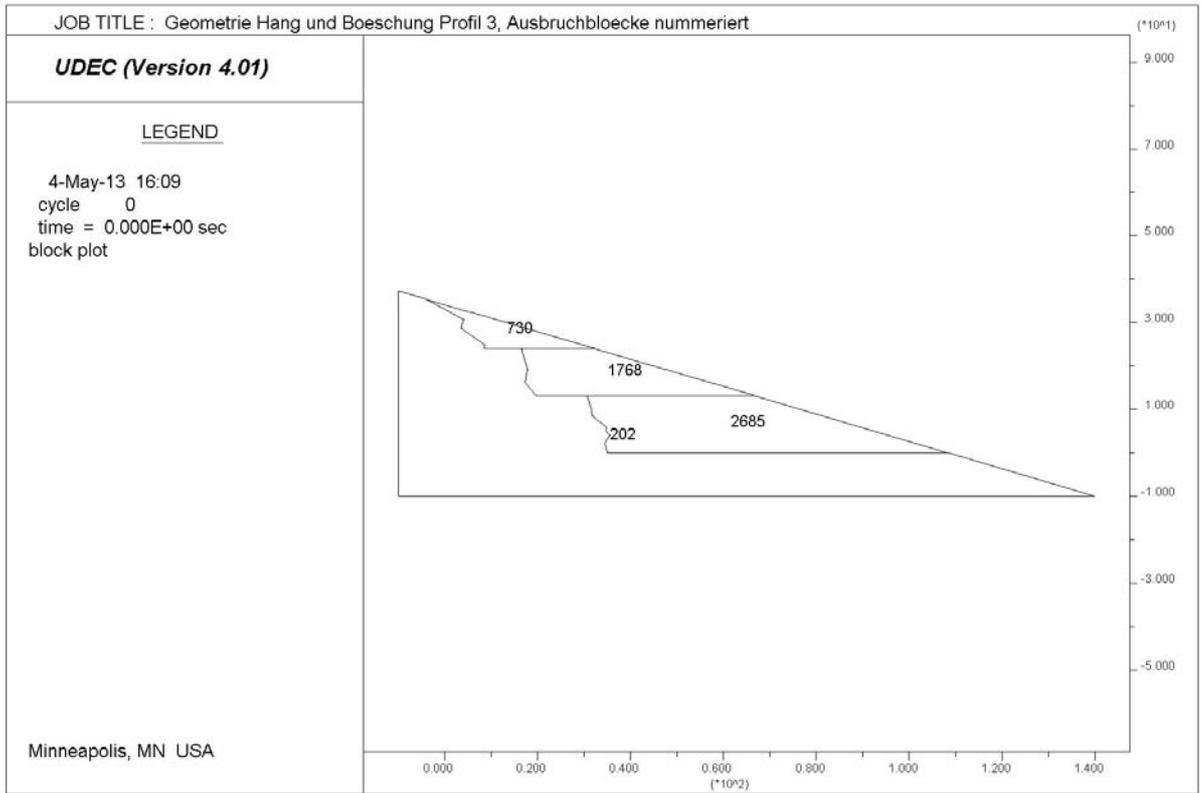


Abb. 48: UDEC-Blockbild Profil 3

Querdehnungszahl $\nu$	0,31	FRAYSSINES, M. & HANTZ, D. (2009) – Mittelwert
------------------------	------	--

Gesteinseigenschaften (GE)	GE1 (sehr gut)		GE2 (gut)		GE3 (mäßsig)		Einheit
einaxiale Druckfestigkeit $\beta_D = \sigma_c = \text{UCS}$ :	180	Max[ $f(Q_{0,9,ir})$ ] Tab. 13	145	PLT -Mittelwert Kalk Tab. 17	79	PLT - Mittelwert mergeliger Kalk, Tab. 17	MPa
einaxiale Zugfestigkeit $\beta_Z = \sigma_t$ :	10	FRAYSSINES, M. & HANTZ, D. (2009) – Maximalwert	6	PLT -Mittelwert Kalk Tab. 17	3	PLT - Mittelwert mergeliger Kalk, Tab. 17	MPa
Elastizitätsmodul $E_{ir}$ :	75	FRAYSSINES, M. & HANTZ, D. (2009) – Maximalwert	66	Mittel[ $f(Q_{M,ir})$ ] Tab. 13	40	RocLab (mergeliger Kalk)	GPa
Schubmodul $G_{ir}$ (UDEC – sh) $= E_{ir} / [2(1+\nu)]$ :	<b>29</b>	Formel 6.2	<b>25</b>	Formel 6.2	<b>15</b>	Formel 6.2	GPa
Bulkmodul $K_{ir}$ (UDEC – b) $= E_{ir} / [3(1 - 2\nu)]$ :	<b>66</b>	Formel 6.1	<b>58</b>	Formel 6.1	<b>35</b>	Formel 6.1	GPa
Kohäsion $c_{ir}$ (UDEC – coh):	<b>26</b>	FRAYSSINES, M. & HANTZ, D. (2009) – Maximalwert	<b>23</b>	FRAYSSINES, M. & HANTZ, D. (2009) – Mittelwert	<b>11</b>	Schätzwert aus FRAYSSINES, M. & HANTZ, D. (2009) u. PLT – Min_Kalk * $\beta_{D, kalkigerMergel} / \beta_{D, Kalk, m}$	MPa
Scherwinkel $\Phi_{ir}$ : (UDEC – fr)	<b>57</b>	FRAYSSINES, M. & HANTZ, D. (2009) – Maximalwert	<b>54</b>	FRAYSSINES, M. & HANTZ, D. (2009) – Mittelwert	<b>30</b>	Schätzwert aus FRAYSSINES, M. & HANTZ, D. (2009) u. RocLab Min_Kalk * $\Phi_{j, kalkigerMergel} / \Phi_{j, Kalk, m}$	°
Dilatationswinkel $\psi$ : (UDEC – di)	<b>14</b>	Formel 4.21 (über GSI 80)	<b>9</b>	Formel 4.20 (über GSI <sub>res</sub> 60)	<b>0</b>	stark zerklüftetes Material, Aufgleitprozesse vernachlässigbar	°
Materialdichte $\rho$ (UDEC–de):	<b>2752</b>	(g ... 9,81 m/s <sup>2</sup> ; $\gamma_{Kalk}$ ... 27 kN/m <sup>3</sup> )					kg / m <sup>3</sup>

Tab. 25: gewählte Gesteinsparameter je nach Szenario – Sz.1: GE1, Sz.2: GE2, Sz.3: GE3

Poisson Zahl $\nu$	0,31	FRAYSSINES, M. & HANTZ, D. (2009) – Mittelwert
--------------------	------	--

**Klufteigenschaften (KE) allgemein**

<b>KS 1 (<math>\alpha \approx 347</math>)</b>	<b>KE1 (sehr gut)</b>		<b>KE2 (gut)</b>		<b>KE3 (mäßig)</b>		Einheit
einaxiale Druckfestigkeit $\beta_D = \sigma_{c,j} = \text{UCS}$ :	90	Max[f(Q <sub>0,9,1</sub> )] Tab. 13	70	$\emptyset$ [f(Q <sub>M,1</sub> )]; Tab. 13, (ohne Proceq-Werte)	53	Min[f(Q <sub>0,1,1</sub> )]; Tab. 13, (ohne Proceq-Werte)	MPa
$\sigma_3$	13		abgelesen aus Graphik RocLab(Kalk), Abb. 46				MPa
Deformationsmodul $E_{L,SH} \sim E_{rm}$ :	37	Max[f(Q <sub>0,9,1</sub> )] Tab. 13	32	$\emptyset$ [f(Q <sub>M,1</sub> )]; Tab. 13, (ohne Proceq-Werte)	15	$\emptyset$ [f(Q <sub>M,1</sub> ),rocLab] Tab. 13 (ohne Proceq- Werte) u. Abb. 47	GPa
Bulkmodul $K_{rm} = E_{rm} / [3(1 - 2\nu)]$ :	33	Formel 6.1	28	Formel 6.1	14	Formel 6.1	GPa
Schubmodul $G_{rm} = E_{rm} / [2(1 + \nu)]$ :	14	Formel 6.2	12	Formel 6.2	6	Formel 6.2	GPa
Kohäsion Kluft (Rückrg.) $c_j$ (UDEC – jc):	<b>siehe Tabelle 20 (extra variiert in Simulation)</b>						MPa
Scherwinkel $\Phi_j$ (UDEC – jf):	<b>26</b>	Tabelle 13	<b>24</b>	Tabelle 13	<b>21</b>	RocLab (Abb.47)	°
Dilatationswinkel $\psi_j$ (UDEC – jd):	<b>7</b>	Formel 4.19	<b>3</b>	über GSI <sub>res</sub> → Formel 4.20	<b>0</b>	stark zerklüftetes Material, Aufgleitprozesse vernachlässigbar	°
<b>KS 2 (<math>\alpha \approx 140</math>)</b>							
einaxiale Druckfestigkeit $\beta_D = \sigma_{c,j} = \text{UCS}$ :	65	Max[f(Q <sub>0,9,2</sub> )] Tab. 13	51	$\emptyset$ [f(Q <sub>M,2</sub> )]; Tab. 13, (ohne Proceq-Werte)	42	Min[f(Q <sub>0,1,2</sub> )]; Tab. 13, (ohne Proceq-Werte)	MPa
$\sigma_3$	7		abgelesen aus Graphik RocLab(Kalk), Abb. 54				MPa
Deformationsmodul $E_{L,SH} \sim E_{rm}$ :	26	Max[f(Q <sub>0,9,2</sub> )] Tab. 13	13	$\emptyset$ [f(Q <sub>M,2</sub> ),rocLab] Tab. 13 (ohne Proceq- Werte) u. Abb. 47	5	RocLab (Abb.47)	GPa
Bulkmodul $K_{rm} = E_{rm} / [3(1 - 2\nu)]$ :	23	Formel 6.1	12	Formel 6.1	4	Formel 6.1	GPa
Schubmodul $G_{rm} = E_{rm} / [2(1 + \nu)]$ :	10	Formel 6.2	5	Formel 6.2	2	Formel 6.2	GPa
Kohäsion Kluft (Rückrg.) $c_j$ (UDEC – jc):	<b>siehe Tabelle 20 (extra variiert in Simulation)</b>						MPa
Scherwinkel $\Phi_j$ (UDEC – jf):	<b>23</b>	f(Q <sub>0,9,2</sub> ) – Tab. 13	<b>22</b>	f(Q <sub>M,2</sub> ) – Tab. 13	<b>21</b>	RocLab (Abb.47)	°
Dilatationswinkel $\psi_j$ (UDEC – jd):	<b>6</b>	Formel 4.19	<b>3</b>	über GSI <sub>res</sub> → Formel 4.20	<b>0</b>	stark zerklüftetes Material, Aufgleitprozesse vernachlässigbar	°
<b>KS3 (<math>\alpha \approx 221</math>)</b>							
einaxiale Druckfestigkeit $\beta_D = \sigma_{c,j} = \text{UCS}$ :	71	Max(Q <sub>0,9,3</sub> ) Tab. 13	57	$\emptyset$ [f(Q <sub>M,3</sub> )]; Tab. 13, (ohne Proceq-Werte)	46	Min[f(Q <sub>0,1,3</sub> )]; Tab. 13, (ohne Proceq-Werte)	MPa
$\sigma_3$	8		abgelesen aus Graphik RocLab(Kalk), Abb. 54				MPa
Deformationsmodul $E_{L,SH} \sim E_{rm}$ :	29	Max[f(Q <sub>0,9,3</sub> )] Tab. 13	15	$\emptyset$ [f(Q <sub>M,3</sub> ),rocLab] Tab. 13 (ohne Proceq- Werte) u. Abb. 47	5	RocLab (Abb.47)	GPa
Bulkmodul $K_{rm} = E_{rm} / [3(1 - 2\nu)]$ :	25	Formel 6.1	13	Formel 6.1	4	Formel 6.1	GPa
Schubmodul $G_{rm} = E_{rm} / [2(1 + \nu)]$ :	11	Formel 6.2	6	Formel 6.2	2	Formel 6.2	GPa
Kohäsion Kluft (Rückrg.) $c_j$ (UDEC – jc):	<b>siehe Tabelle 20 (extra variiert in Simulation)</b>						MPa
Scherwinkel $\Phi_j$ (UDEC – jf):	<b>24</b>	f(Q <sub>0,9,3</sub> ) – Tab. 13	<b>23</b>	f(Q <sub>M,3</sub> ) – Tab. 13	<b>21</b>	RocLab (Abb.47)	°
Dilatationswinkel $\psi_j$ (UDEC – jd):	<b>6</b>	Formel 4.19	<b>3</b>	über GSI <sub>res</sub> → Formel 4.20	<b>0</b>	stark zerklüftetes Material, Aufgleitprozesse vernachlässigbar	°

Tab. 26: gewählte Klufteigenschaften je nach Szenario – Sz.1: KE1, Sz.2: KE2, Sz.3: KE3

<b>Klufteigenschaften (KE) Profil 1</b>				$k_{n\_SH}$ : im UDEC = jkn		$k_s$ : im UDEC = jks	
<b>KS 1</b> <b>(<math>\beta</math>: -35)</b>	Einheit	<b>KE1</b> <b>(sehr gut)</b>	Quelle	<b>KE2</b> <b>(gut)</b>	Quelle	<b>KE3</b> <b>(maig)</b>	Quelle
Tfl.abstand s:	m	3,8	max. Normalabst.	2,6	Mittelwert der Messwerte	1,2	min. Normalabst.
Kluft-Normalsteifigkeit $k_{n\_SH} = E_m \cdot E_r / [s \cdot (E_r - E_m)]$	GPa / m	20	Formel 6.3	24	Formel 6.3	22	Formel 6.3
Kluft-Schersteifigkeit $k_s = G_m \cdot G_r / [s \cdot (G_r - G_m)]$	GPa / m	8	Formel 6.4	9	Formel 6.4	8	Formel 6.4
<b>KS 2 (<math>\beta</math>: 57)</b>							
Tfl.abstand s:	m	0,6	$f(s'_{UDEC,min} = 0,8)$	0,6	$f(s'_{UDEC,min} = 0,8)$	0,6	$f(s'_{UDEC,min} = 0,8)$
Kluft-Normalsteifigkeit $k_{n\_SH} = E_m \cdot E_r / [s \cdot (E_r - E_m)]$	GPa / m	63	Formel 6.3	26	Formel 6.3	9	Formel 6.3
Kluft-Schersteifigkeit $k_s = G_m \cdot G_r / [s \cdot (G_r - G_m)]$	GPa / m	24	Formel 6.4	10	Formel 6.4	3	Formel 6.4
<b>KS3 (<math>\beta</math>: 45)</b>							
Tfl.abstand s:	m	1,2	max. Normalabst.	0,6	$f(s'_{UDEC,min} = 0,8)$	0,6	$f(s'_{UDEC,min} = 0,8)$
Kluft-Normalsteifigkeit $k_{n\_SH} = E_m \cdot E_r / [s \cdot (E_r - E_m)]$	GPa / m	39	Formel 6.3	32	Formel 6.3	9	Formel 6.3
Kluft-Schersteifigkeit $k_s = G_m \cdot G_r / [s \cdot (G_r - G_m)]$	GPa / m	15	Formel 6.4	12	Formel 6.4	4	Formel 6.4
<b>Klufteigenschaften Profil 2</b>				$k_{n\_SH}$ : im UDEC = jkn		$k_s$ : im UDEC = jks	
<b>KS 1</b> <b>(<math>\beta</math>: -31)</b>		<b>KE1</b> <b>(sehr gut)</b>	Quelle	<b>KE2</b> <b>(gut)</b>	Quelle	<b>KE3</b> <b>(maig)</b>	Quelle
Tfl.abstand s:	m	2,2	max. Normalabst.	1,9	Mittelwert der Messwerte	1,5	min. Normalabst.
Kluft-Normalsteifigkeit $k_{n\_SH} = E_m \cdot E_r / [s \cdot (E_r - E_m)]$	GPa / m	35	Formel 6.3	33	Formel 6.3	17	Formel 6.3
Kluft-Schersteifigkeit $k_s = G_m \cdot G_r / [s \cdot (G_r - G_m)]$	GPa / m	13	Formel 6.4	12	Formel 6.4	6	Formel 6.4
<b>KS 2 (<math>\beta</math>: 70)</b>							
Tfl.abstand s:	m	0,7	$f(s'_{UDEC,min} = 0,8)$	0,7	$f(s'_{UDEC,min} = 0,8)$	0,7	$f(s'_{UDEC,min} = 0,8)$
Kluft-Normalsteifigkeit $k_{n\_SH} = E_m \cdot E_r / [s \cdot (E_r - E_m)]$	GPa / m	63	Formel 6.3	26	Formel 6.3	9	Formel 6.3
Kluft-Schersteifigkeit $k_s = G_m \cdot G_r / [s \cdot (G_r - G_m)]$	GPa / m	22	Formel 6.4	9	Formel 6.4	3	Formel 6.4

Tab. 27: Klufftsteifigkeiten und -normalabstande aller Klufscharen im Profil 1 und der Klufscharen 1 - 2 des Profils 2 (variieren je nach Szenario und Lage des Profils – Sz.1: KE1, Sz.2: KE2, Sz.3: KE3)

<b>Klufteigenschaften Profil 2</b>				$k_{n,SH} : \text{im UDEC} = \text{jkn}$		$k_s : \text{im UDEC} = \text{jks}$	
<b>KS3(β: 88)</b>	Einheit	<b>KE1 (sehr gut)</b>	Quelle	<b>KE2 (gut)</b>	Quelle	<b>KE3 (mäßig)</b>	Quelle
Tfl.abstand s:	m	0,5	$f(s'_{\text{UDEC,min}} = 0,8)$	0,5	$f(s'_{\text{UDEC,min}} = 0,8)$	0,5	$f(s'_{\text{UDEC,min}} = 0,8)$
Kluft-Normalsteifigkeit $k_{n,SH} = E_m \cdot E_r / [s \cdot (E_r - E_m)]$	GPa / m	93	Formel 6.3	38	Formel 6.3	11	Formel 6.3
Kluft-Schersteifigkeit $k_s = G_m \cdot G_r / [s \cdot (G_r - G_m)]$	GPa / m	36	Formel 6.4	14	Formel 6.4	4	Formel 6.4
<b>Klufteigenschaften Profil 3</b>				$k_{n,SH} : \text{im UDEC} = \text{jkn}$		$k_s : \text{im UDEC} = \text{jks}$	
<b>KS 1 (β: -45)</b>		<b>KE1 (sehr gut)</b>	Quelle	<b>KE2 (gut)</b>	Quelle	<b>KE3 (mäßig)</b>	Quelle
Tfl.abstand s:	m	4,5	max. Normalabst.	3,0	Mittelwert der Messwerte	0,8	$f(s'_{\text{UDEC,min}} = 0,8)$
Kluft-Normalsteifigkeit $k_{n,SH} = E_m \cdot E_r / [s \cdot (E_r - E_m)]$	GPa / m	17	Formel 6.3	20	Formel 6.3	32	Formel 6.3
Kluft-Schersteifigkeit $k_s = G_m \cdot G_r / [s \cdot (G_r - G_m)]$	GPa / m	6	Formel 6.4	8	Formel 6.4	12	Formel 6.4
Anmerkung: Verringern sich die Trennflächenabstände in höherem Ausmaß als die Elastizitäts- und Schermoduln, führt dies zur Vergrößerung der Werte für die Kluftnormal- und Schersteifigkeiten.							
<b>KS 2 (β: 60)</b>							
Tfl.abstand s:	m	0,7	max. Normalabst.	0,4	Mittelwert der Messwerte	0,7	$f(s'_{\text{UDEC,min}} = 0,8)$
Kluft-Normalsteifigkeit $k_{n,SH} = E_m \cdot E_r / [s \cdot (E_r - E_m)]$	GPa / m	57	Formel 6.3	41	Formel 6.3	8	Formel 6.3
Kluft-Schersteifigkeit $k_s = G_m \cdot G_r / [s \cdot (G_r - G_m)]$	GPa / m	22	Formel 6.4	16	Formel 6.4	3	Formel 6.4
<b>KS3 (β: -30)</b>							
Tfl.abstand s:	m	0,4	max. Normalabst.	0,2	Mittelwert der Messwerte	0,3	$f(s'_{\text{UDEC,min}} = 0,8)$
Kluft-Normalsteifigkeit $k_{n,SH} = E_m \cdot E_r / [s \cdot (E_r - E_m)]$	GPa / m	117	Formel 6.3	90	Formel 6.3	16	Formel 6.3
Kluft-Schersteifigkeit $k_s = G_m \cdot G_r / [s \cdot (G_r - G_m)]$	GPa / m	45	Formel 6.4	34	Formel 6.4	6	Formel 6.4

Tab. 28: Kluftsteifigkeiten und -abstände Profil 2 KS 3, Profil 3 (variieren je nach Szenario und Lage des Profils – Sz.1: KE1, Sz.2: KE2, Sz.3: KE3)

## 6.2 Treibende Kräfte – Belastung, Entlastung, Erdbeben

Die Eigenschaften des Gebirges und Gesteins beeinflussen nicht nur die widerstehenden, sondern auch die treibenden Kräfte. In allen zu betrachtenden Lastfällen ist als Be- und /oder Entlastung das Eigengewicht ( $\gamma = \rho \cdot g$ ) des Materials, bzw. dessen Wegfall bei Entnahme von auflastenden Blöcken, anzusetzen.

Rezente Eisbedeckung würde die aktuellen Druck- und Zugverhältnisse im Gebirge zusätzlich beeinflussen. Gemäß der Karte in VAN HUSEN, D. (1987) war das Gebiet nordöstlich des Schneebergs eisfrei. Damit kann diese vernachlässigt werden.

Das Untersuchungsgebiet liegt in einem Gebiet mit historisch verzeichneten Beben des letzten Jahrhunderts. Diese wiesen eine Epizentralintensität nach EMS-98 ( $I_0$ )  $\geq 7$  und Magnituden nach RICHTER C., (1935)  $M_R \geq 5,0$  auf. (ZENTRALANSTALT FÜR METEOROLOGIE, s.a.)

SOLOMOS, G. et al. (2008) empfehlen in einem Bericht für die europäische Kommission die in Abbildung 49 dargestellte Einteilung für Österreich. Aus dieser kann für das Untersuchungsgebiet (als Stern dargestellt) die anzunehmende maximale horizontale Bodenbeschleunigung durch Erdbeben  $a_{E,h} = 1 \text{ m/s}^2$  abgelesen werden.

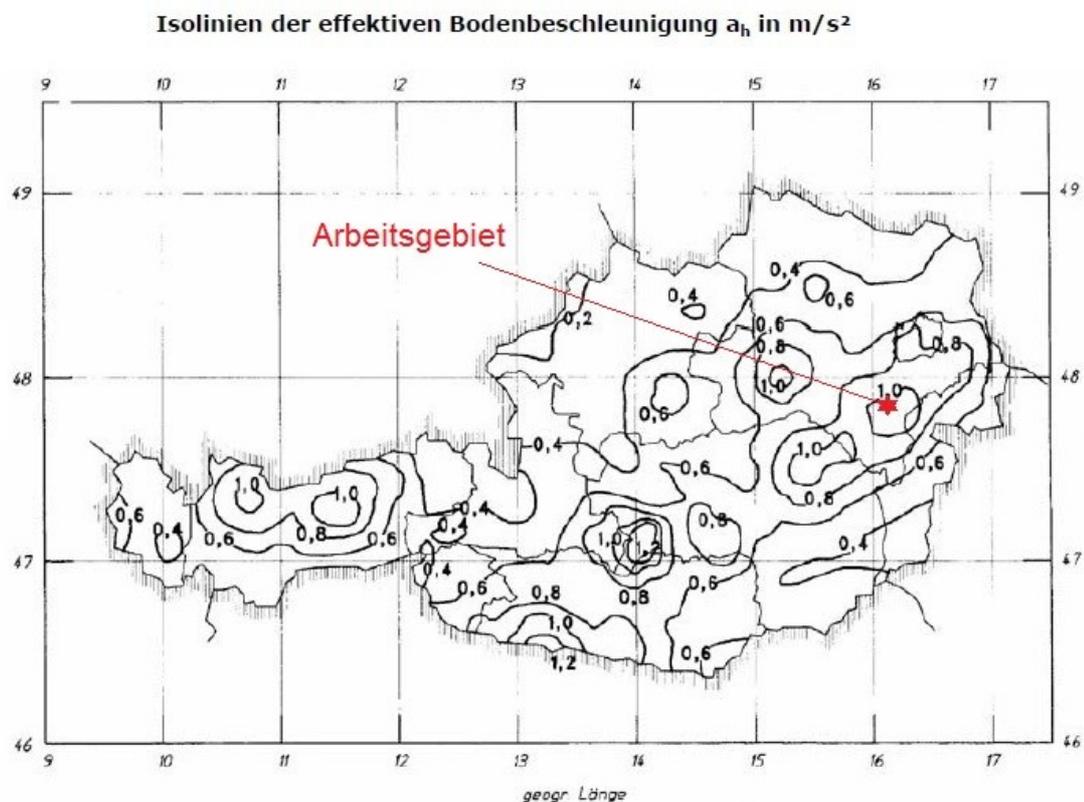


Abb. 49: horizontale Bodenbeschleunigung durch Erdbeben (SOLOMOS, G. et al., 2008)

## 7 UDEC 4.01 – Modellierung und Erläuterung der Szenarien

Zur Modellierung der UDEC-Profile ist es nötig, die ursprüngliche Hangneigung in Profilrichtung zu ermitteln. Über Internet wird vom Bundeseich- und Vermessungsamt auf [www.austriamap.at](http://www.austriamap.at) ein Programm zur Verfügung gestellt, welches ein Streckenmesswerkzeug für die bereitgestellten Karten anbietet. In Abbildung 50 ist die so ermittelte Hanglänge von 127 m zwischen den Isohypsen 760 m und 800 m ersichtlich.



Abb. 50: Ermittlung der ursprünglichen Hanglänge über austriamap online (BUNDESAMT FÜR EICH- UND VERMESSUNGSWESEN, c, s.a.)

Der Arkustangens aus dem Höhenabstand von 40 m zur in den Grundriss projizierten Länge von 127 m lieferte den Neigungswinkel des Hanges:

$$\alpha_{\text{Hang}} = \arctan \frac{40}{127} = 17,5^\circ \quad (7.1)$$

Die derzeitige Böschungskante wird im Profil des Hanges als durchgehender Riss (crack) modelliert. Durch Entnehmen des aufmodellierten Hangabschnittes entlang der bekannten Steinbruchböschung kann der Istzustand und die entstandene Entlastungssituation, die erfahrungsgemäß zu Spannungsänderungen und Verschiebungen führt, simuliert werden.

Hang- und Böschungsgeometrie wurden zunächst mittels AutoCAD gezeichnet und die Koordinaten der maßgeblichen Eckpunkte in das UDEC-Programm übertragen. Die so gewonnenen Blockmodelle der drei Profile sind in den Abbildungen 46 bis 48 im Kapitel 6 ersichtlich. Der Abbau und die Entlastungssituation können durch Entnahme der nummerierten Hangblöcke simuliert werden.

Die **Kombination der beschriebenen Felseigenschaften (Tabellen 25 - 28)** führte zu **drei Szenarien je Profil:**

**Szenario 1:** günstigster Fall – optimale Festigkeits- und Reibungseigenschaften. Als **böschungsbildend** wird das helle Kalkgestein angenommen, dessen Werte auch für den abgebauten Hang verwendet werden (**GE1**). Im **Profil 1** wurde eine **Variation** durch Setzen des **Hangmaterials** auf **GE2** geschaffen, um eine leichte Schwächung durch die Oberflächennähe zu simulieren. Die Trennflächen werden mit den bestmöglichen Reibungs- und Festigkeitseigenschaften (**KE1**) modelliert.

**Szenario 2:** Die Mittelwerte der Parameter für das Kalkgestein werden für die Gesteinseigenschaften der **Böschung** (Abb. 49 – 51, UDEC-Block Nr. 202) herangezogen (**GE2**). Das **abgebaute** Gestein (**Hangblöcke:** Abb. 49 – 51, UDEC-Blöcke: Profil 1 – Nr. 709, 1749, 2540; Profil 2 – Nr. 709, 1663, 2352; Profil 3 – Nr. 730, 1768, 2685) wird mit höherer Festigkeiten (**GE1**) modelliert, wodurch eine Begünstigung von Felsgleitungen in der Natur beobachtet wurde. Für die Festigkeits- und Reibungseigenschaften der Trennflächen werden die mittleren Klufteigenschaften (**KE2**) angesetzt.

**Szenario 3:** ungünstigster Fall – schlechteste Festigkeit- und Reibungseigenschaften der Klüfte (**KE3**). Das böschungsbildende Gestein wird als Mischung zwischen kalkigen Mergeln und mergeligen Kalken angenommen. Die Eigenschaften der mergeligen Kalke (**GE3**) werden zur Modellierung der **Böschung** verwendet.

Dem Variieren der Trennflächenabmessungen setzt die Rechenkapazität des Programms Grenzen, nicht alle berechneten Mittelwerte der Trennflächenabstände sind groß genug. Als Wert für den mittleren Kluftabstand  $s_2$  muss mindestens 80 cm angesetzt werden.

Die Bezeichnungen der verwendeten UDEC-Parameter zur Generierung der Kluftscharen sind nachstehend angeführt. Der Index m steht für Mittelwert, d für Standardabweichung .

Fallwinkel ( $a_m$ )

Trennflächenlänge ( $t_m, t_d$ ) – Begrenzung:  $t_{min} = 10$  m (mit  $t_d = 0$ )

Materialbrückenlänge ( $g_m$ ) – Begrenzung:  $g_{min} = 0,5$  m

Trennflächenabstand ( $s_m, s_d$ ) – Begrenzung:  $s_{min} = 0,8$  m (mit  $s_d = 0$ )

Die Kantenabrundungen ( $r_o$ ) werden in Abhängigkeit des Umfangs der zu generierenden Kluftkörper mit 0,01 bis 0,1 angesetzt. Aus der Abrundung berechnet UDEC automatische eine minimale Kantenlängen (edge) von  $2 \times r_o$ , die fallweise größer modelliert wird. Die maximale Kantenlänge für die Zonierung der Modelle wird mit 1 m begrenzt. Die Materialbrücken- und Trennflächenlängen wurden in Relation zu den Trennflächenabständen der jeweiligen Kluftchar sowie dem mittleren Materialbrückenanteils nach FRAYSSINES, M. & HANTZ, D. (2009) geschätzt. (Tab. 29)

Im Untersuchungsbereich kommen einige Gleitflächen mit ähnlichen Fallwerten vor. Entlang dieser Trennflächen, die mit Kluftchar 1 bezeichnet sind, wurden Materialbrücken vermutet. Die anderen beiden Kluftscharen wurden als durchtrennt angenommen. In allen drei Profilen wurde die Kluftkohäsion gemäß den Berechnungen der Tabelle 20 variiert, wie im nachfolgenden Kapitel 8 detailliert beschrieben wird.

Die Geometrie der Profile 1 und 2 ist in Kluftregionen unterteilt, um ein Variieren der Trennflächengeometrie (TG1 – TG3) zu ermöglichen („joint-set = jset“ zugeteilt je „joint-region“). Es wird dabei in den durch Gewinnungssprengung geschwächten Bereich um die Böschungskante (jset2), den weniger stark beeinflussten Böschungsbereich darunter (jset1) und den abgebauten Hangbereich (jset3) unterschieden. Diese Kluftregionen verlaufen parallel zu den Gleitflächen (KS 1) des jeweiligen Profils (Abb. 52 und 53).

Das Profil 3 konnte durchgehend mit den Mittelwerten der Trennflächenabmessungen modelliert werden, da es niedriger als die beiden anderen ist und damit weniger Kluftkörper zu generieren sind. Um den Einfluss der Zonierung der Trennflächenabstände auf die Standsicherheit zu untersuchen, wurde sie im Profil 3 für das Szenario 3 händisch skizziert (keine Abbildung mittels Autocad), im UDEC berücksichtigt und auch diese Variante simuliert.

Aus Abbildung 51 ist die Lage der drei Profile ersichtlich.



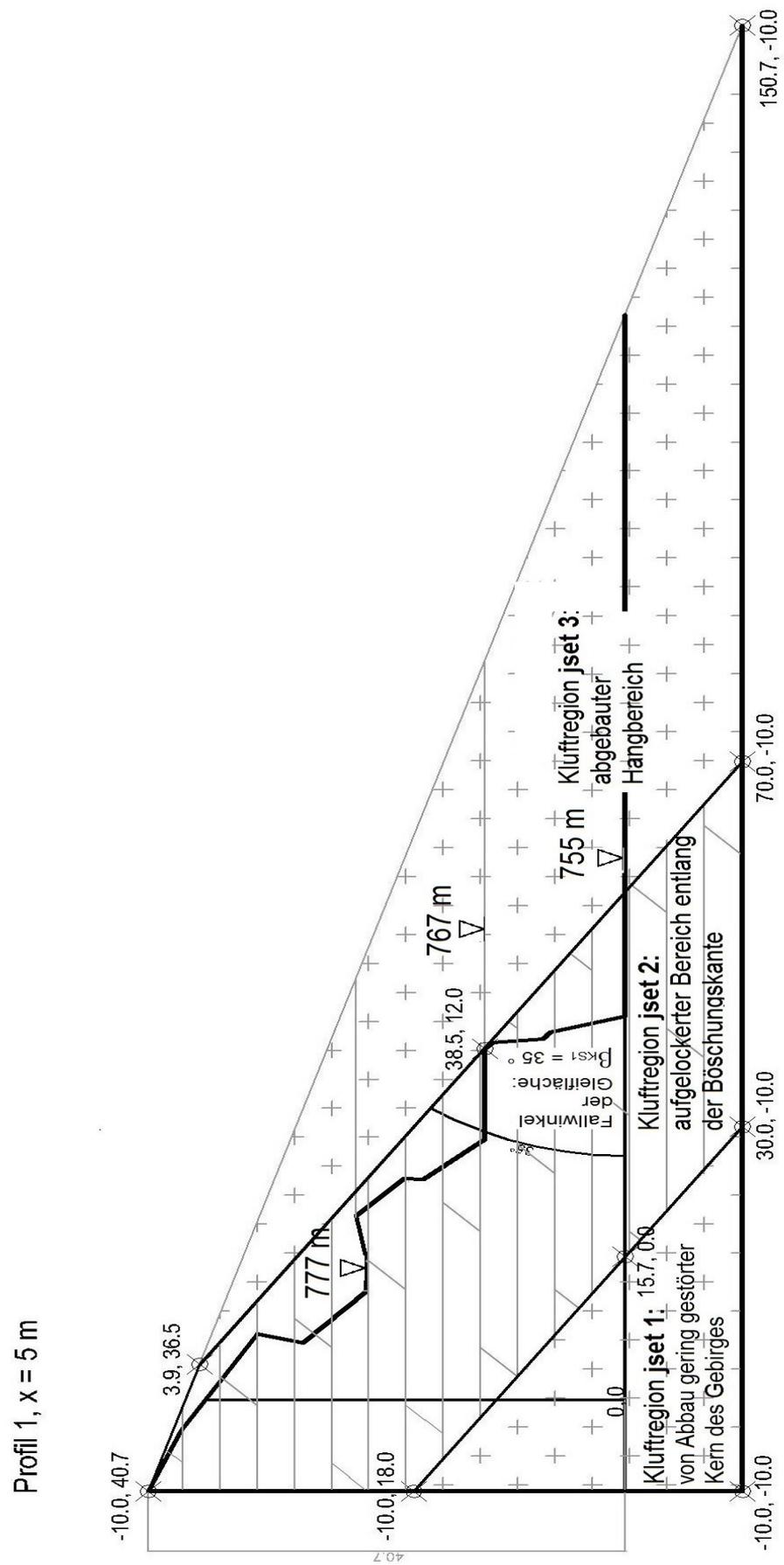


Abb. 52: Zonierung der joint-sets (Bereiche unterschiedlicher Kluftgeometrie) – Profil 1

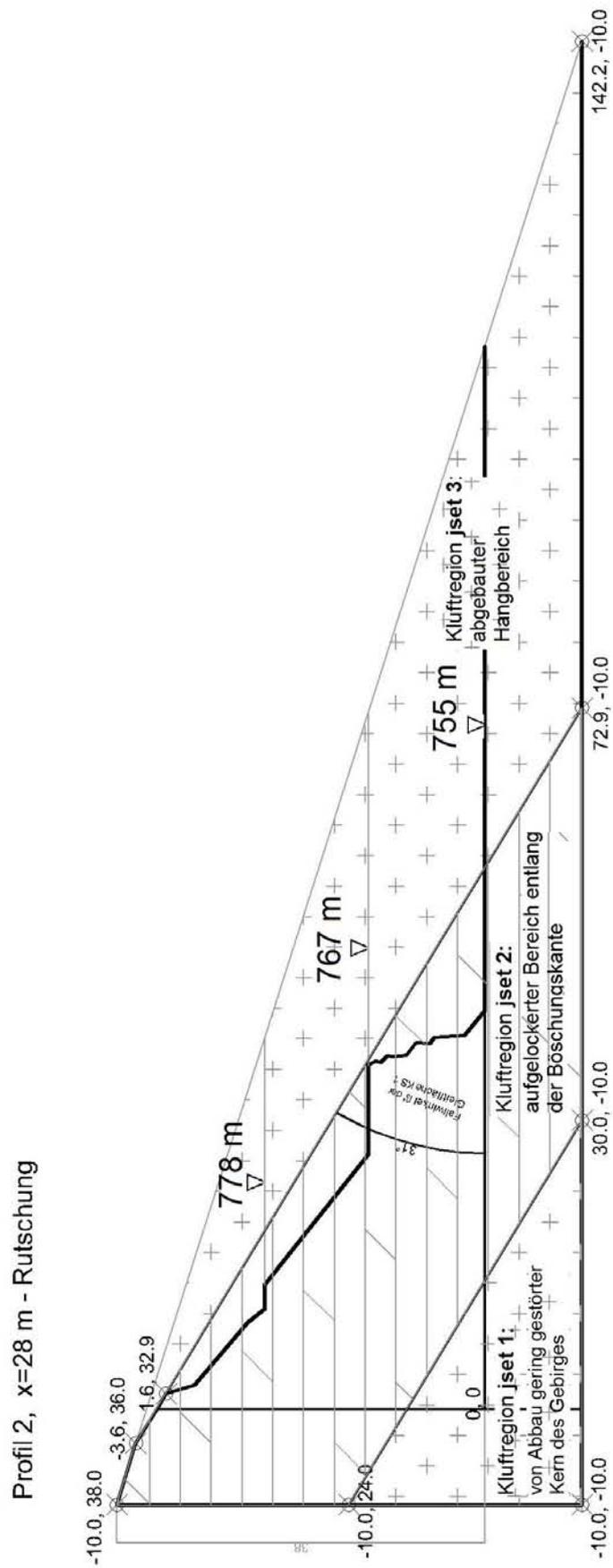


Abb. 53: Zonierung der joint-sets (Bereiche unterschiedlicher Kluftgeometrie) – Profil 2

<b>Profil 1</b> Trennflächen Geometrie große Abstände: TG1 mittlere Abst. = TG2 , enge Abst. = TG3		<b>Profil 2</b> große Abstände: = TG 1 mittlere A. = TG2 , enge A. = TG3		<b>Profil 3</b> Wurde als durchgehend TG2 ohne Zonierung modelliert	
<b>KS 1</b>	$a_m = -\beta'_{KS1}$ <b>-35°</b>	<b>KS 1</b>	$a_m = -\beta'_{KS2}$ <b>-31°</b>	<b>KS 1</b>	$a_m = -\beta'_{KS2}$ <b>-45°</b>
	$t_m; t_d = 0$		$t_m; t_d = 0$		$t_m; t_d = 0$
eng – mittel: $t_{2 \text{ u. } 3}$	13,0 m		11,0 m		15,0 m
weit: $t_1 = t_{2 \text{ u. } 3} * 2$	26,0 m		22,0 m		entfällt
	$g_m, g_d = 0$		$g_m, g_d = 0$		$g_m, g_d = 0$
eng: $g_3 = \text{ca. } 1/2 * g_2$	1,5 m		1,2 m		entfällt
mittel: $g_2$ (ca. f ( $a_b = 0,05$ ))	2,9 m		2,5 m		3,4 m
weit: $g_1 = g_2 * 1,5$	4,4 m		3,7 m		entfällt
	$s_m; s_{d,1 \text{ u. } 3} = 0$		$s_m; s_{d,1 \text{ u. } 3} = 0$		$s_m; s_{d,1 \text{ u. } 3} = 0$
eng: $s_3 = s'_m$	2,7 m		2,3 m		entfällt
mittel: $s_2 = \emptyset (s'_{\text{max}} - s'_m)$	3,2 m		2,4 m		4,5 m
	$s_{d2} = s_{m2} / 10$		$s_{d2} = s_{m2} / 10$		$s_{d2} = s_{m2} / 10$
	0,4 m		0,2 m		0,5 m
weit: $s_1 = \text{ca. } 2 * s_m (s_d = 0)$	6,5 m		4,9 m		entfällt
<b>KS 2</b>	$a_m = -\beta'_{KS2}$ <b>57°</b>	<b>KS 2</b>	$a_m = -\beta'_{KS2}$ <b>70°</b>	<b>KS 2</b>	$a_m = -\beta'_{KS2}$ <b>60°</b>
	$s_m = s_{\text{UDEC\_min}}; s_d = 0$		$s_{m,1} = s_{\text{UDEC\_min}}; s_d = 0$		$s_{m,1} = s_{\text{UDEC\_min}}; s_d = 0$
eng – mittel: $s_{2 \text{ u. } 3}$	0,8 m		0,8 m		0,8 m
weit: $s_1 = \text{ca. } 2 * s_m (s_d = 0)$	2,0 m		2,0 m		entfällt
<b>KS 3</b>	$a_m = -\beta'_{KS3}$ <b>45°</b>	<b>KS 3</b>	$a_m = -\beta'_{KS3}$ <b>88°</b>	<b>KS 3</b>	$a_m = -\beta'_{KS3}$ <b>-30°</b>
	$s_{m,1} = s'_{\text{max}}; s_d = 0$		$s_{m,1} = s_{\text{UDEC\_min}}; s_d = 0$		$s_{m,1} = s'_{\text{max}}; s_d = 0$
eng – mittel: $s_{2 \text{ u. } 3}$	1,6 m		1,4 m		0,9 m
weit: $s_1 = \text{ca. } 2 * g_1$	3,0 m		2,8 m		entfällt
<b>allgemein für KS 2 und KS3 in allen drei Profilen</b>			$t_{KS2,3,m}; t_d = 0$ 10,0		$t_{KS2,3,gr08}; t_d = 0$ 20,0
			$g_{KS2,3,m} = g_{m,min}; g_d = 0$ 0,5		$g_{KS2,3,gr08} = 5 * g_{m,min}; g_d = 0$ 2,5

Tab. 29: Modellierung der Klufftgeometrie – Eingangswerte für UDEC-joint-sets

## 8 Simulation – UDEC 4.01

### 8.1 Anfangs- und Randbedingungen

Die drei Profile und die Kombination der Parameter (Tab. 25 – 29) in die drei Szenarien liefern neun UDEC-Modelle, zusätzlich wird auch die Kluftkohäsion (Tab. 23) variiert. Im Anhang sind alle für die Simulationen verwendeten Computermodelle und Szenarien in den entsprechenden UDEC-Codes (Kap. 11.1.3) nachzulesen.

Um Spannungs- und Bewegungsverläufe an diesen Modellen durch Be- und Entlastungen zu simulieren, müssen zunächst die Anfangs- und Randbedingungen festgesetzt werden.

- a) Die Modelle werden als durch den sie umgebenden Fels eingespannt betrachtet:
  - Geschwindigkeit der Blockbewegungen vertikal am unteren Rand  $x_{vel} = y_{vel} = 0$
  - Geschwindigkeit der Blockbewegungen horizontal am linken Rand  $x_{vel} = 0$
- b) Die lotrecht wirkende Belastung durch das Eigengewicht ( $\sigma_v = \rho \cdot g \cdot h$ ) modelliert das Programm über die Erdbeschleunigung  $g = 9,81 \text{ m/s}^2$  und die Dichte in den Materialeigenschaften.

Es werden drei Belastungssituationen betrachtet:

- Lastfall 1: Anfangsgleichgewicht des eingespannten Blockes
- Lastfall 1 + 2: Entlastung nach dem Abbau
  - Ansetzen des horizontalen Felsdruckes am linken Rand:  $\sigma_h = \nu / (1-\nu) \cdot \sigma_v$  z.B. im Profil 1:  $\sigma_h = 0,31/0,69 \cdot 27000 \cdot 40,7 = - 4,9 \cdot 10^5 \text{ Pa}$  (Abb. 54)

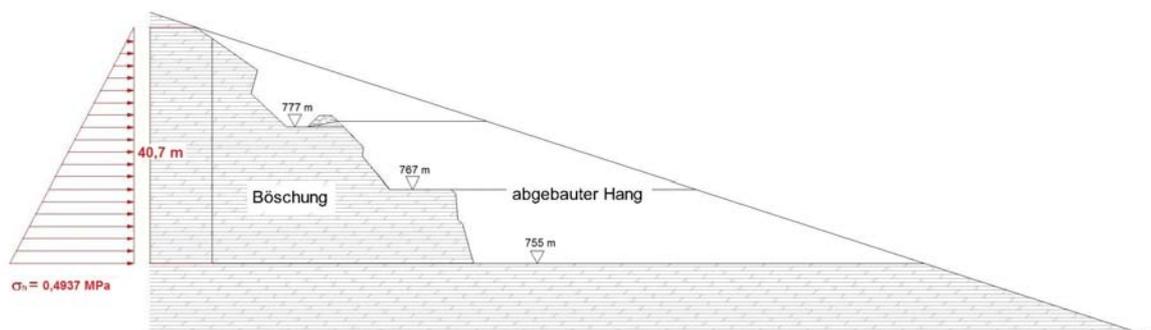


Abb. 54: Profil 1, Belastungsbild horizontaler Felsdruck

→ Entnahme der abgebauten Blöcke (Hang)

- Lastfall 1 + 2 + 3: zusätzlicher Stress im Falle eines Erdbeben

## 8.2 Ergebnisse Profil 1

Das Profil 1 ist der höchste der drei betrachteten Böschungsausschnitte. Im Zuge der nachfolgenden Erläuterungen der Ergebnisse für das Profil 1 werden zusätzlich die einzelnen Simulationsschritte erklärt.

Die Kombinationen aller in den Kapitel 5, 6 und 7 beschriebenen Parameter und geometrischen Einflüsse zu den drei Szenarien (Sz. 1 – Sz. 3) ist der Matrix der Tabelle 30 zu entnehmen.

Profil 1	Gesteins-eigenschaften (Tab. 22)	Allg. Kluft-eigenschaften (Tab. 23)	Kluftnormal-u. schersteifigkeit (Tab. 24 u.25)	Kluftgeometrie (Tab. 26)
Szenario 1 Sehr gut	GE2 für abgebaute Hangblöcke (oberflächennah – leicht angewittert) GE1 für Böschung	KE1	KE1	Hang – TG1: ( $t_1, g_1, s_1$ ) Böschung – TG2 ( $t_{2u3}, g_2, s_2$ )
Szenario 2 Gut	GE1 für abgebaute Hangblöcke GE2 für Böschung (durch Gewinnungssprengung gestört)	KE2	KE2	Hang: TG1 ( $t_1, g_1, s_1$ ) Böschung leicht geschwächt (Kern): TG2 ( $t_{2u3}, g_2, s_2$ )
Szenario 3 Mäßig	GE2: abgebaute Hangblöcke GE3: Böschungsbereich	KE3	KE3	Böschung stark geschwächt (entlang der Kante): TG3 ( $t_{2u3}, g_3, s_3$ )

Tab. 30: Beschreibung der Szenarien – Profil 1

Im Detail können die einzelnen Modelle und Simulationen der jeweiligen UDEC-Syntax im Anhang (Kap. 11.1.3) entnommen werden.

Die Kapitel 8.3 und 8.4 zeigen die Ergebnisse und deren Interpretation für die beiden anderen Profile. Im Kapitel 8.5 wird das Ergebnis der Erdbebensimulation extra erläutert.

Das Profil 1 wurde in allen Szenarien jeweils mit  $jc_{\min}$  und mit  $jc_{\text{mittel}}$  (im Szenario 1 auch mit  $jc = 0$ ) untersucht. Dabei wurde der große Einfluss auf das Verformungsverhalten der Böschung durch die Trennflächenkohäsion ( $jc$ ) deutlich. Diese muss mit Bedacht gesetzt werden, um keine Scheinstabilität zu prognostizieren.

### 8.2.1 Profil 1: Ausgangsgleichgewicht vor Abbau

Die geschwächte Zone im Bereich der Böschungskante ist erst mit der Sprengung entstanden. Die simulierten Hangverformungen beziehen sich auf den Zeitpunkt unmittelbar vor der Entlastung durch den Abbau.

Messungen liegen nur für den Böschungsbereich vor. Aussagen über die tatsächlichen Hangbewegungen vor dem Abbau können nicht getroffen werden.

Vor der Simulation der Entlastungssituation muss eine annähernd stabile Ausgangssituation geschaffen werden. Diese wird unter anderem durch geringe Anfangsbewegungen signalisiert.

UDEC 4.01 berechnet für den Zeitpunkt des Erreichens des Ausgangszustandes (initial equilibrium state) für die simulierten Szenarien des Profils 1 folgende Verschiebungen:

- Szenario 1 (Abb. 58): 0,2 mm ( $j_{C_{\text{mittel}}}$ ) bis 0,4 mm ( $j_{C_{\text{min}}}$ )
- Szenario 2 (Abb. 59): 2,0 mm ( $j_{C_{\text{mittel}}}$ ) bis 2,1 mm ( $j_{C_{\text{min}}}$ )
- Szenario 3 (Abb. 60): 3,4 mm ( $j_{C_{\text{mittel}}}$ ) bis 3,6 mm ( $j_{C_{\text{min}}}$ )

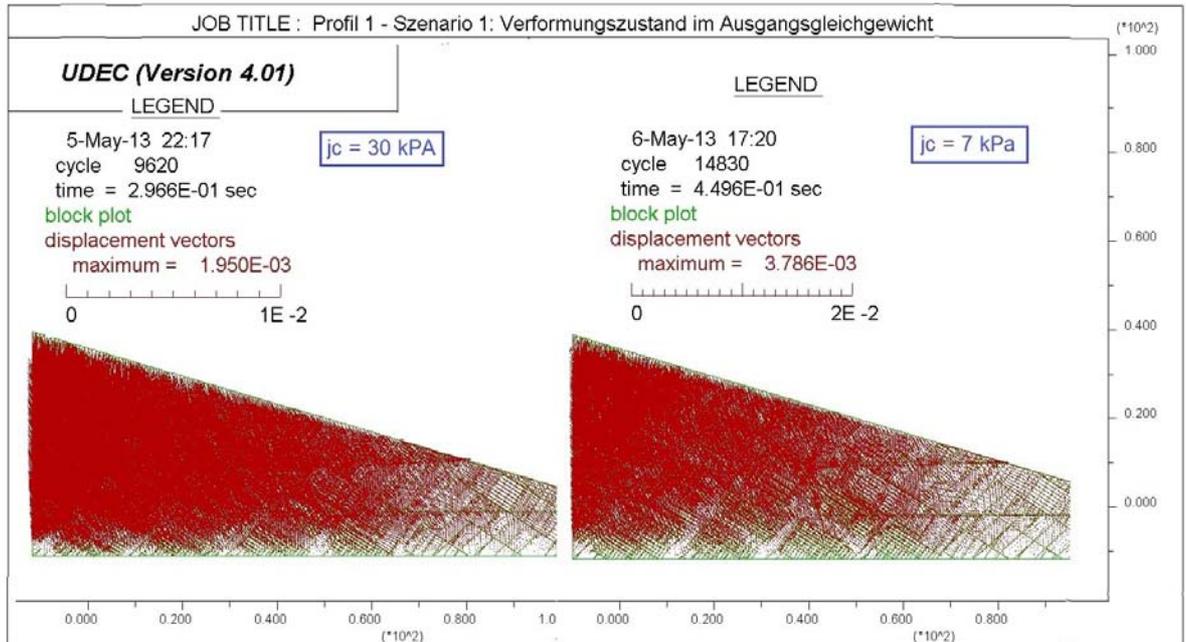


Abb. 55: UDEC-Profil 1, Szenario 1: Verformungen des Hanges vor Abbaubeginn  
 - links:  $j_{C_{\text{mittel}}}$  rechts:  $j_{C_{\text{min}}}$

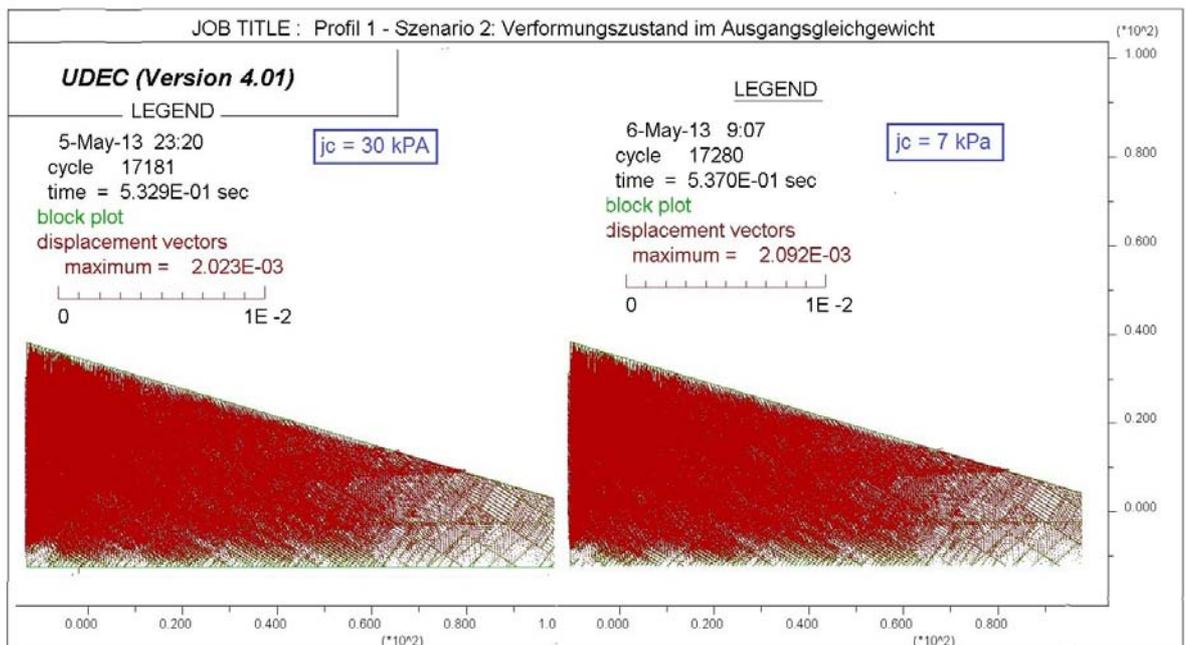


Abb. 56: UDEC-Profil 1, Szenario 2: Verformungen des Hanges vor Abbaubeginn  
 - links:  $j_{C_{\text{mittel}}}$  rechts:  $j_{C_{\text{min}}}$

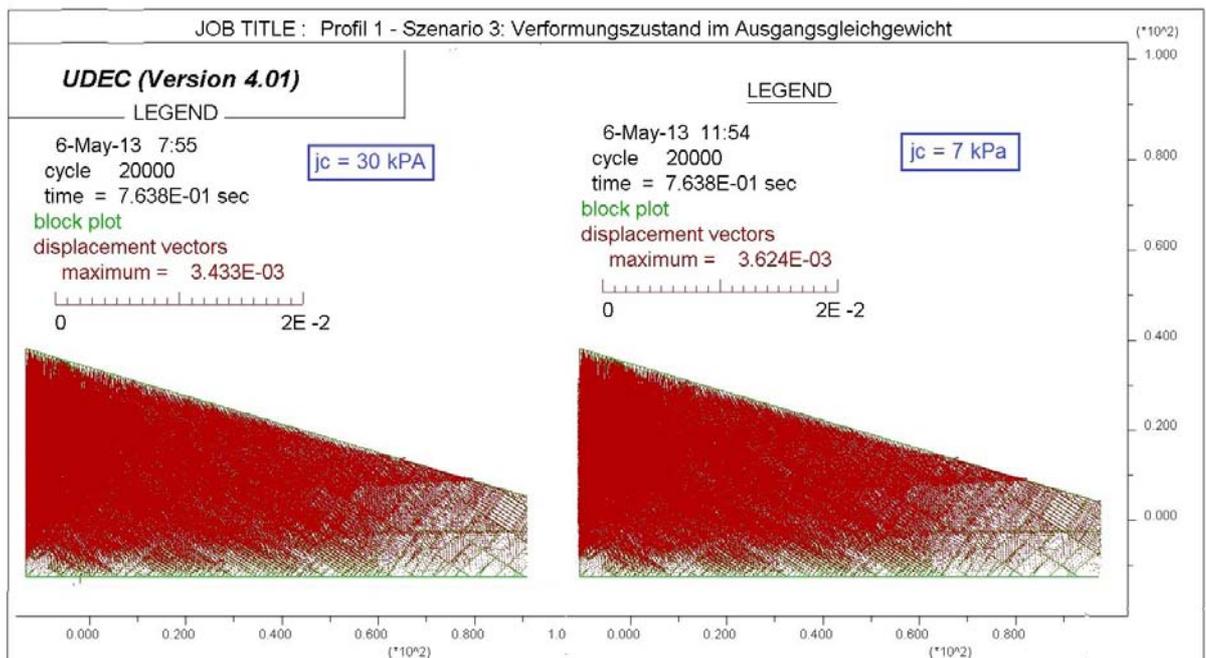


Abb. 57: UDEC-Profil 1, Szenario 3: Verformungen des Hanges vor Abbaubeginn  
 - links:  $j_{c_{\text{mittel}}}$  rechts:  $j_{c_{\text{min}}}$

Die Verformungen nehmen mit ungünstiger werdenden Bedingungen zu, wobei bereits eine Verschlechterung der Trennflächenkohäsion geringe Erhöhungen der maximalen Verschiebungen verursacht.

### 8.2.2 Profil 1: Entlastungssituation (Abbau)

Im nächsten Schritt werden aus den Profilen im Ausgangsgleichgewicht die abgebauten Hangblöcke entfernt. Es stellt sich die Entlastungssituation der Böschung zum Zeitpunkt der Böschungskantenvermessung ein.

Mit schlechter werdenden Materialeigenschaften des Gesteins und der Trennflächen nimmt die Verformung zu.

Die maximalen Verschiebungen finden entlang der Böschungskante statt und betragen:

	Versch. oben (in cm)		Versch. Mitte (in cm)		Versch. unten (in cm)	
	$j_{c_{\text{mittel}}} = 30\text{kPa}$	$j_{c_{\text{min}}} = 7\text{kPa}$	$j_{c_{\text{mittel}}}$	$j_{c_{\text{min}}}$	$j_{c_{\text{mittel}}}$	$j_{c_{\text{min}}}$
Sz. 1 (Abb. 58 - 60)	0,3	20,3	0,1	10,8	0,1	10,8
Sz. 2 (Abb. 61 - 63)	0,3	32,2	0,3	32,0	0,3	46,5
Sz. 3 (Abb. 64 - 66)	2,7	79,8	3,0	127,3	3,0	243,0

Tab. 31: Vergleich der Verformungen bei unterschiedlich großer Trennflächenkohäsion  $j_c$

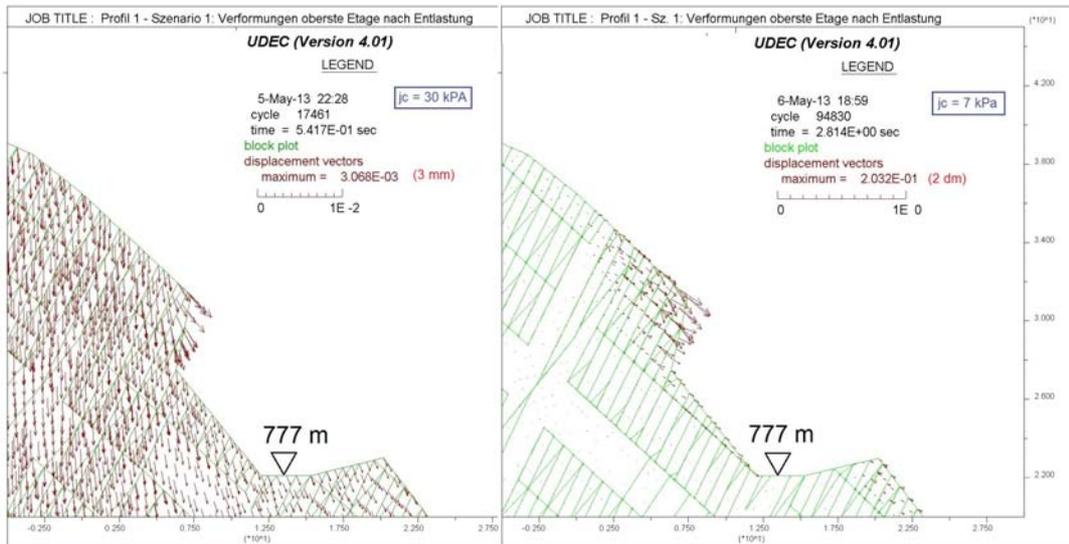


Abb. 58: UDEC-Profil 1, Szenario 1: Verformungen des oberen Böschungsbereiches

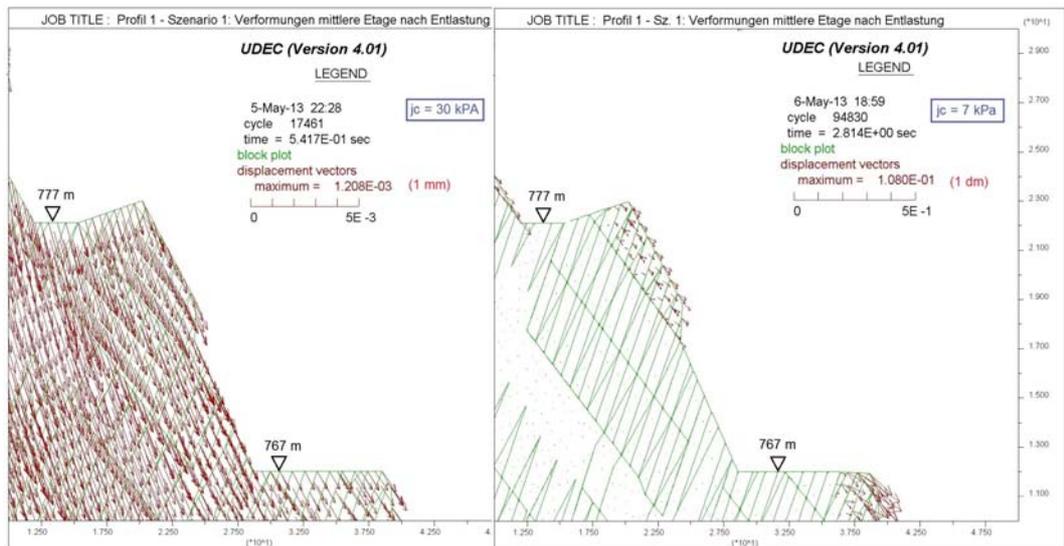


Abb. 59: UDEC-Profil 1, Szenario 1: Verformungen des mittleren Böschungsbereiches

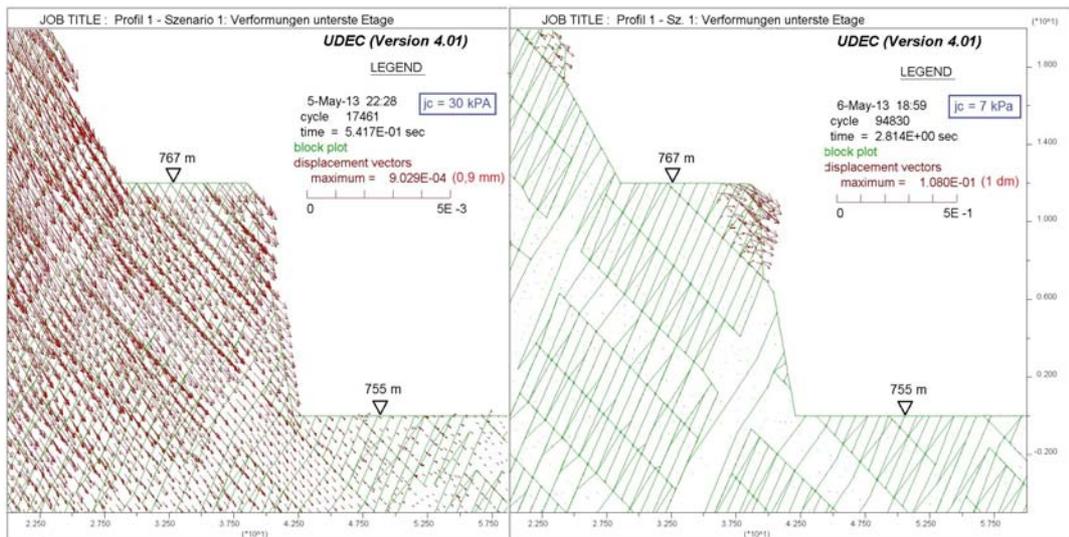


Abb. 60: UDEC-Profil 1, Szenario 1: Verformungen des unteren Böschungsbereiches

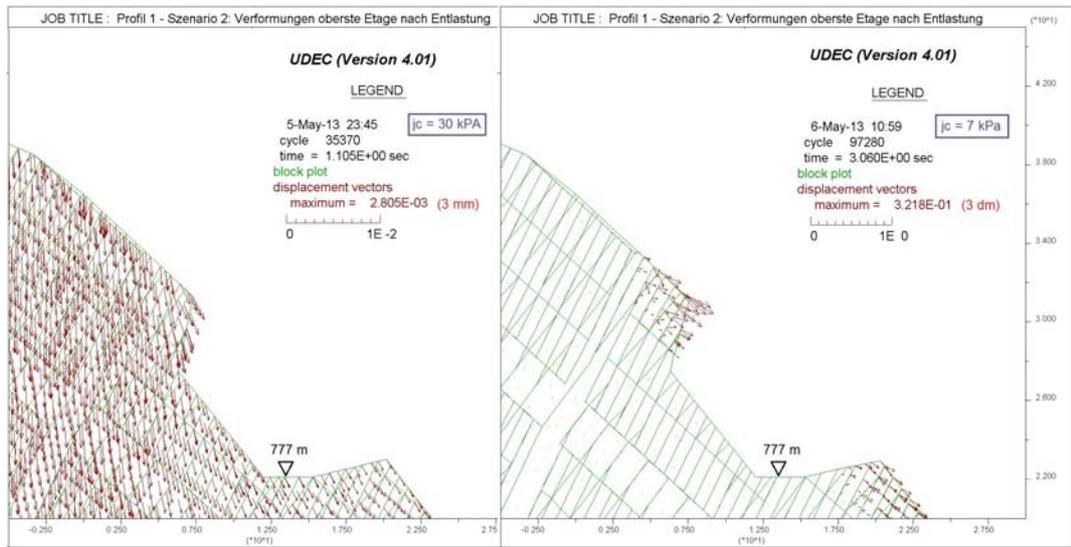


Abb. 61: UDEC-Profil 1, Szenario 2: Verformungen des oberen Böschungsbereiches

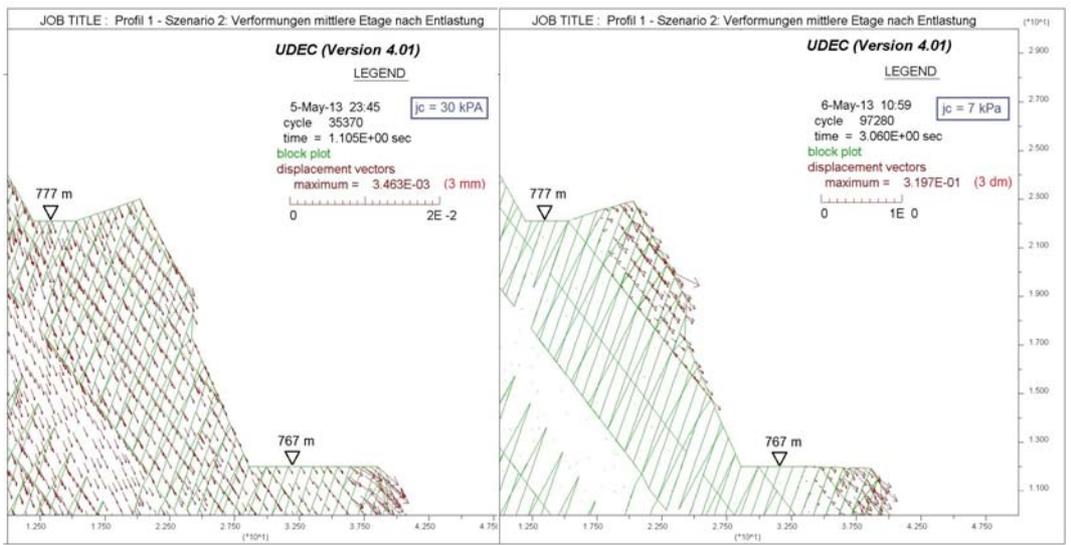


Abb. 62: UDEC-Profil 1, Szenario 2: Verformungen des mittleren Böschungsbereiches

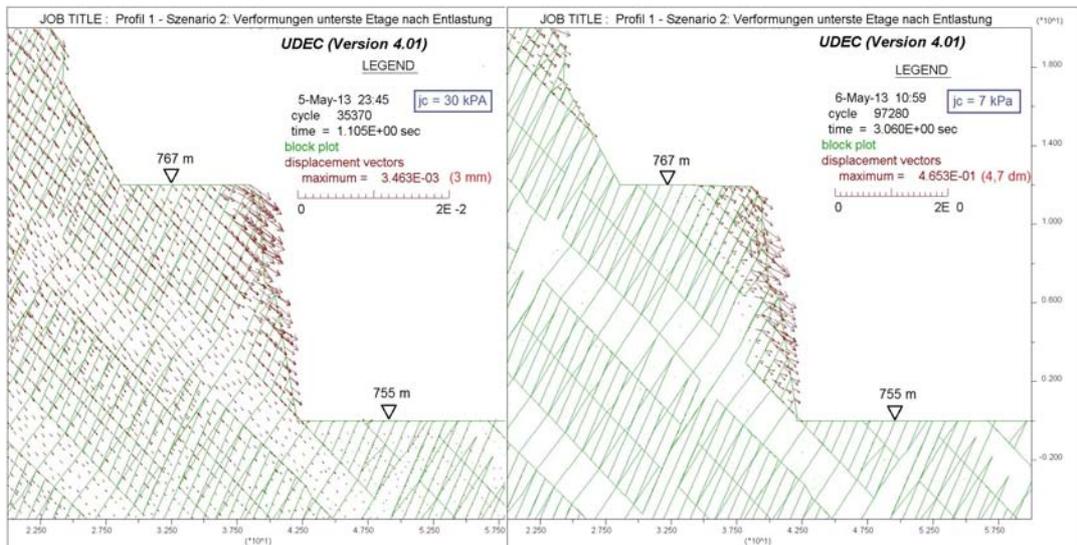


Abb. 63: UDEC-Profil 1, Szenario 2: Verformungen des unteren Böschungsbereiches

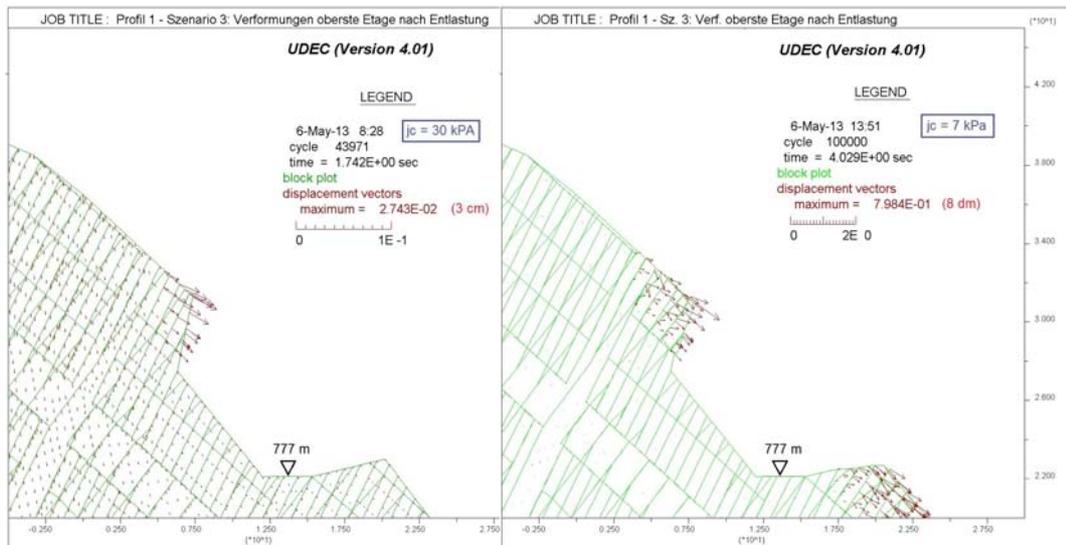


Abb. 64: UDEC-Profil 1, Szenario 3: Verformungen des oberen Böschungsbereiches

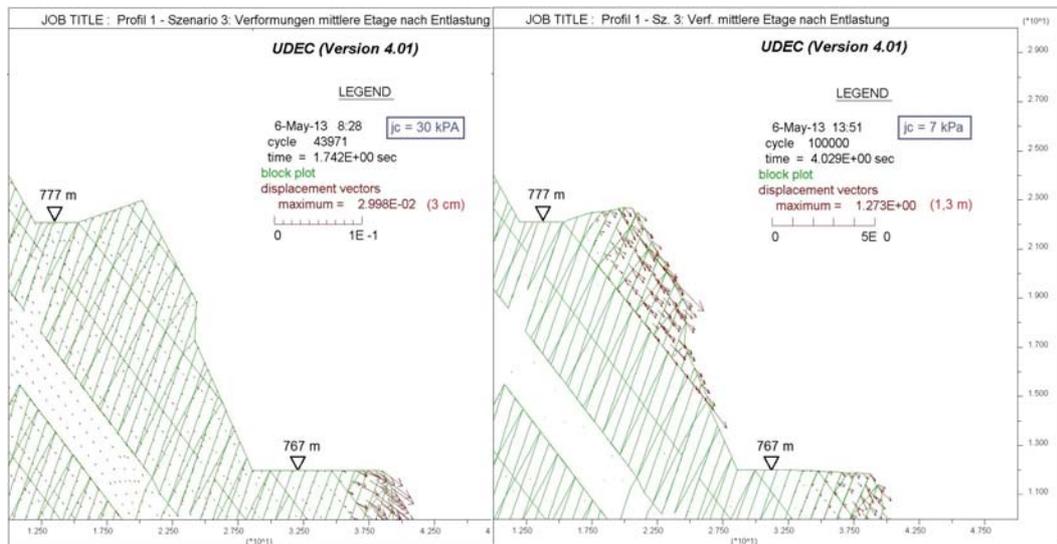


Abb. 65: UDEC-Profil 1, Szenario 3: Verformungen des mittleren Böschungsbereiches

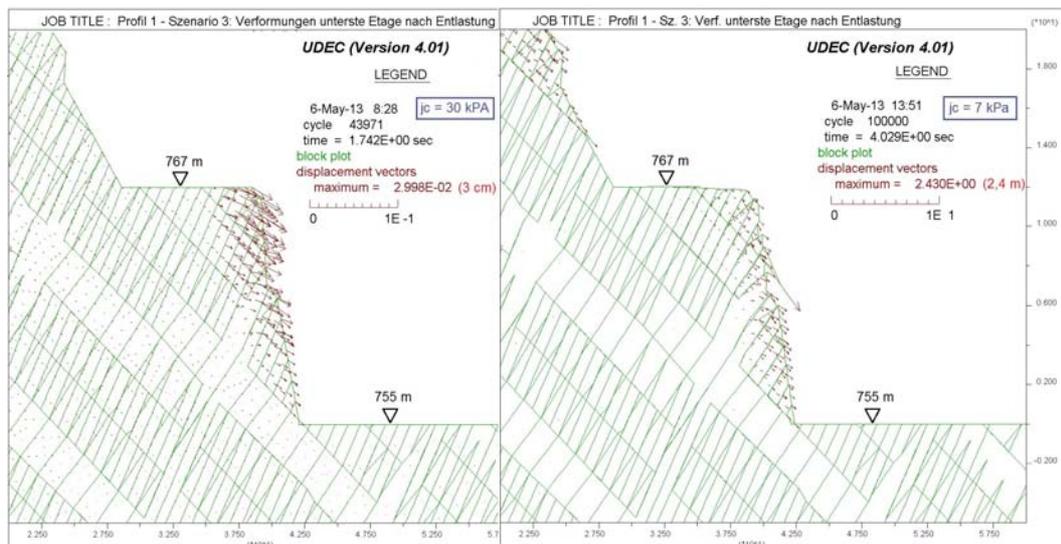


Abb. 66: UDEC-Profil 1, Szenario 3: Verformungen des unteren Böschungsbereiches

Ohne Berücksichtigung der Kluffkohäsion im Szenario 1 steigen die maximalen Verschiebungen von 20 Zentimeter ( $j_{c_{\min}} = 7\text{kPa}$ ) auf 35 Zentimeter ( $j_c = 0\text{ kPa}$ ) an (Kap. 8.5, Abb. 92).

Nachstehend sind die Änderungen des Kräftegleichgewichts und der Spannungen durch den Abbau abgebildet (Abb. 70). Bei guten bis optimalen Bedingungen täuscht das Ergebnis vor, die Entlastung durch den Abbau brächte das Gebirge kaum aus dem Gleichgewicht. Aus den Abbildungen 58 bis 67 ist ersichtlich, dass das Ansetzen der geschätzten mittleren Kluffkohäsion zu einer Überschätzung der Böschungstabilität führt.

Da bereits Rutschungen stattgefunden haben, kann ausgeschlossen werden, dass die Bewegungen so gering sind. Im Profil 1 kann die Kluffkohäsion nur kleiner als  $j_{c_{\text{mittel}}}$  gewesen sein.

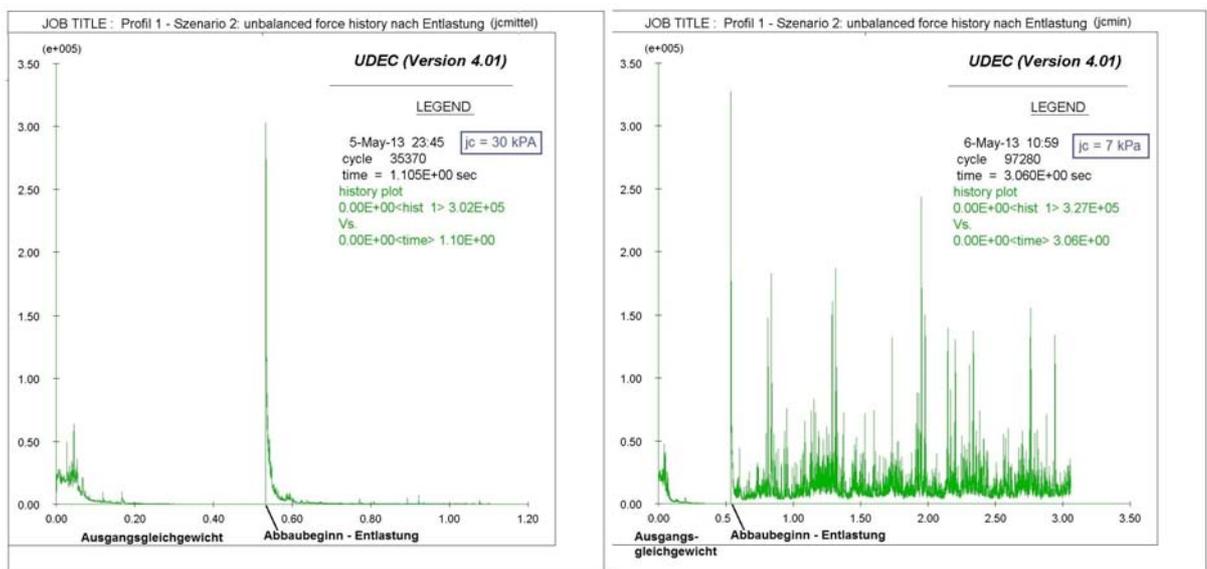


Abb. 67: UDEC-Profil 1, Szenario 2: Änderung des Kräftegleichgewichts - Vergleich  $j_{c_{\text{mittel}}}$  -  $j_{c_{\min}}$

Die Spannungen sind geringfügig unterschiedlich verteilt in Abhängigkeit der wirkenden Kluffkohäsion, entlang der Böschungskante jedoch annähernd gleich groß. (Abb. 68 - 71)

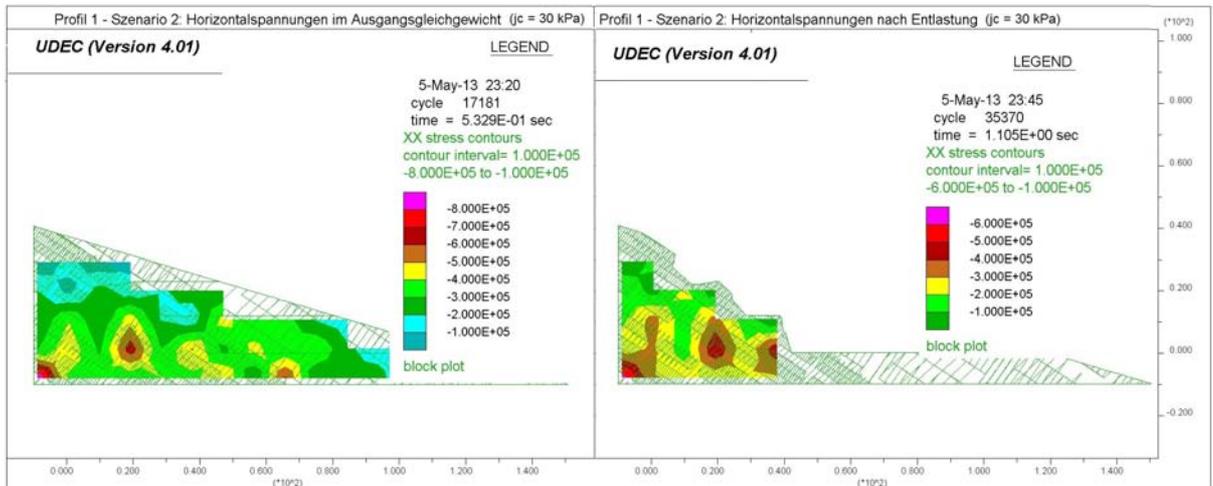


Abb. 68: UDEC-Profil 1, Szenario 2: Änderung der horizontalen Spannungen bei  $j_{c\text{mittel}}$  (30 kPa) - Ausgangsgleichgewicht / Entlastung

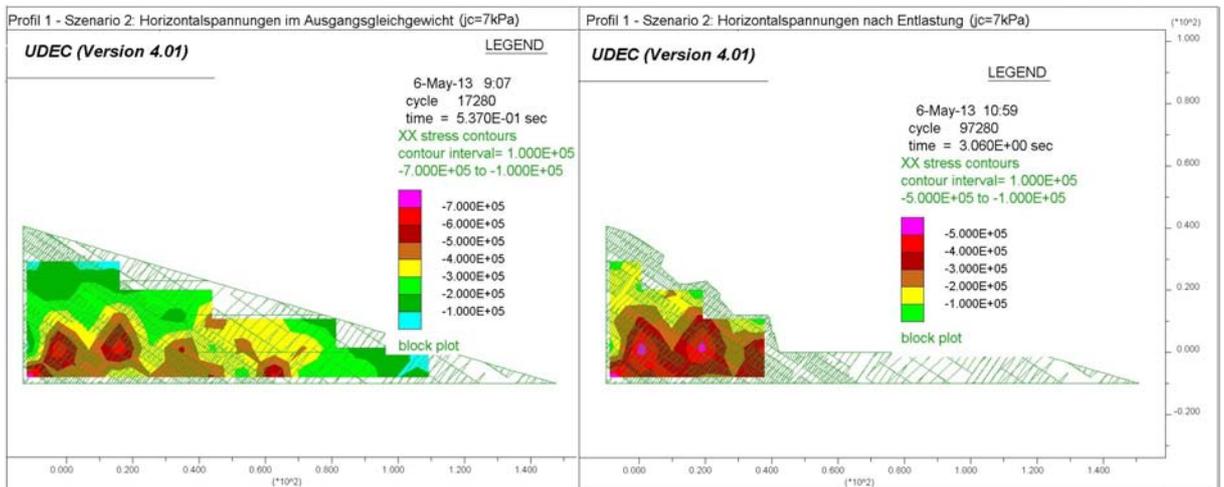


Abb. 69: UDEC-Profil 1, Szenario 2: Änderung der horizontalen Spannungen bei  $j_{c\text{min}}$  (7 kPa) - Ausgangsgleichgewicht / Entlastung

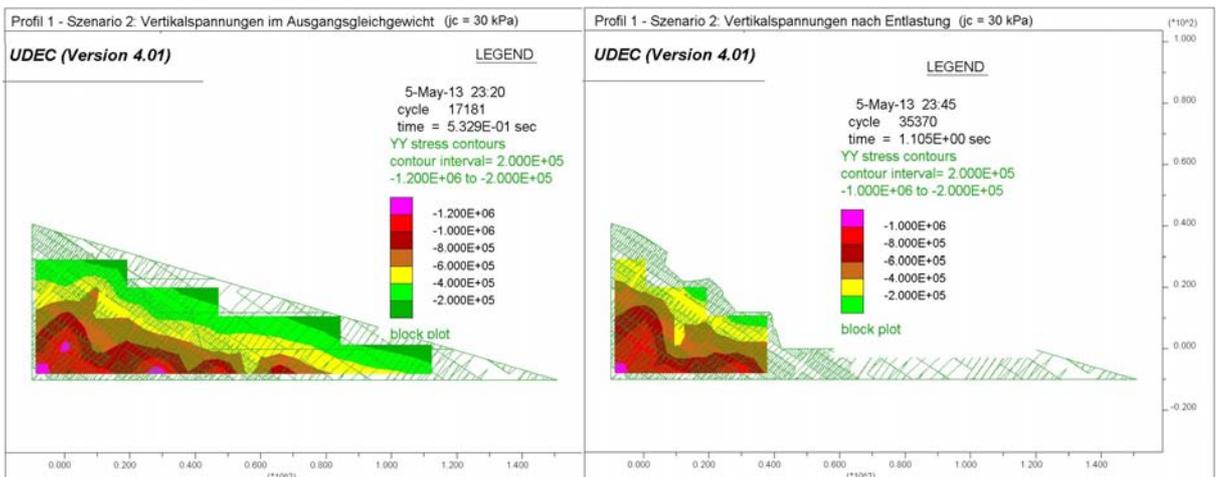


Abb. 70: UDEC-Profil 1, Szenario 2: Änderung der vertikalen Spannungen bei  $j_{c\text{mittel}}$  (30 kPa) - Ausgangsgleichgewicht / Entlastung

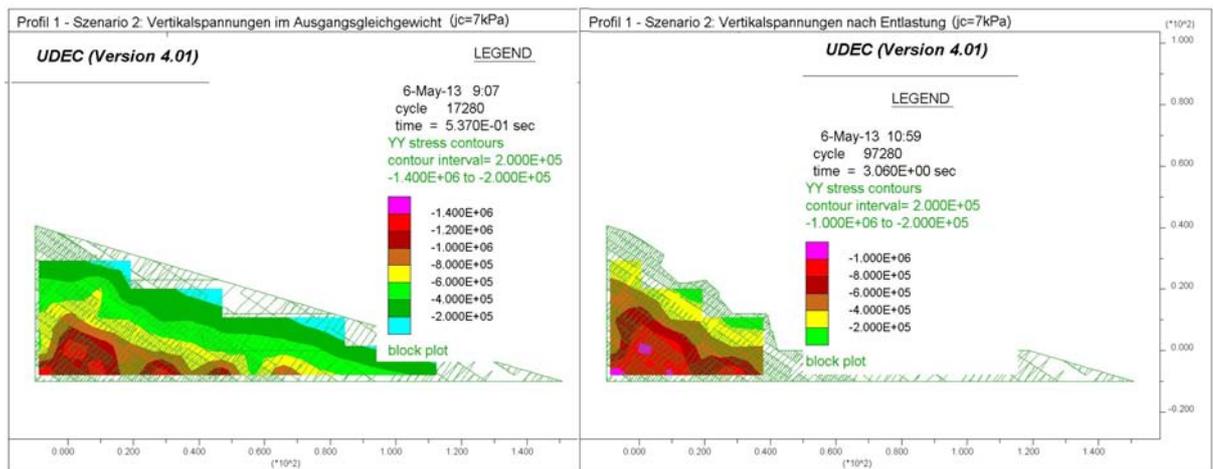


Abb. 71: UDEC-Profil 1, Szenario 2: Änderung der vertikalen Spannungen bei  $j_{c_{min}}$  (7 kPa) - Ausgangsgleichgewicht / Entlastung

Aus der Tabelle 31, den Abbildungen 58 bis 66 und 68 bis 71 kann geschlossen werden, dass bei annähernd gleichen Horizontal- und Vertikalspannungen mit abnehmender Kluffkohäsion  $j_c$  die Verformungen größer werden. Auf die Darstellung der Spannungen und des Kräftegleichgewichts in den Szenarien 1 und 3 wird verzichtet, da sich diese analog zum Szenario 2 verhalten.

### 8.3 Ergebnisse Profil 2

Die Erkenntnis aus der Simulation des Profils 1 soll im Szenario 1 des Profil 2 überprüft werden. Auch aus den Abbildungen 72 und 73 ist ersichtlich, dass der Wert für die mittlere Kohäsion zu hoch geschätzt wurde, die Böschung würde sich trotz der Entlastung kaum bewegen.

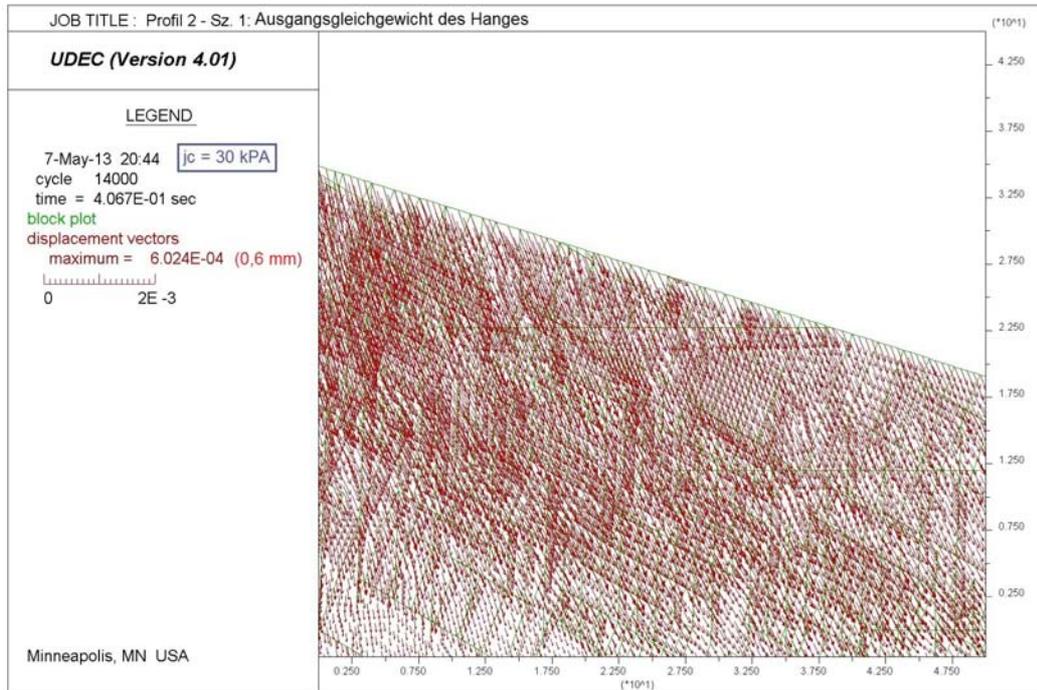


Abb. 72: UDEC-Profil 2, Szenario 1: Verformungen im Ausgangsgleichgewicht  $j_{c\text{mittel}}$

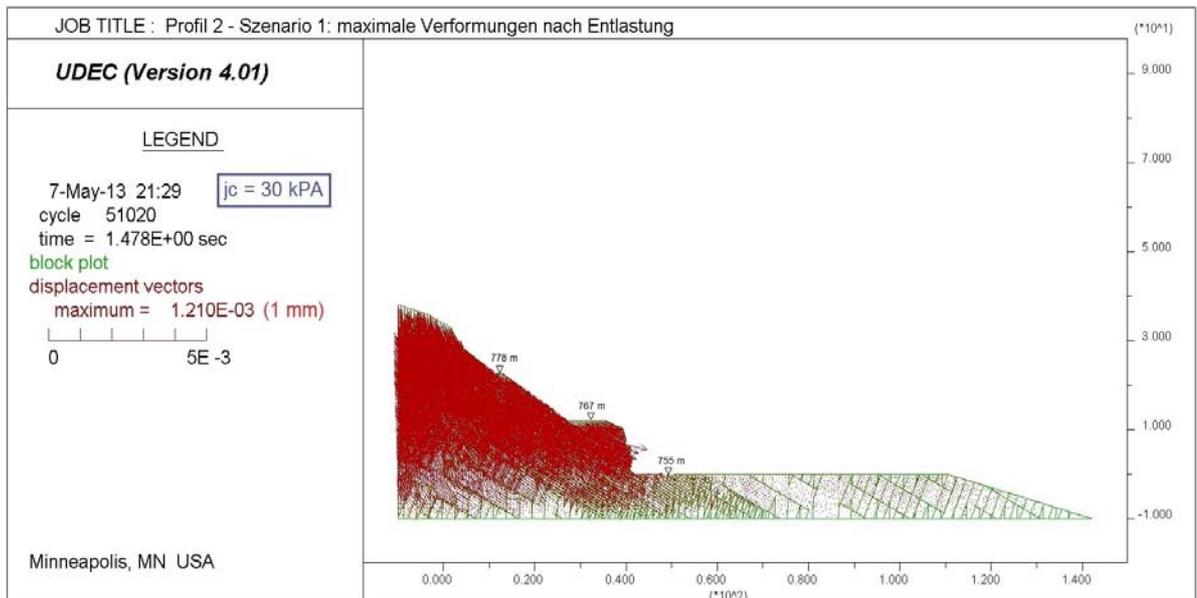


Abb. 73: UDEC-Profil 2, Szenario 1: Verformungen der Böschung durch Entlastung  $j_{c\text{mittel}}$

Für alle weiteren Analysen des Profils 2 werden die Ergebnisse unter Berücksichtigung der minimalen Trennflächenkohäsion ( $j_{c_{\min}} = 7 \text{ kPa}$ ) herangezogen.

Im Szenario 1 des Profils 2 wurde zusätzlich untersucht, wie sich eine Veränderung der Trennflächegeometrie (TG) auswirken würde. Dazu wurden zwei Varianten der Zonierung des Trennflächenmodells entwickelt:

- Variante 1: TG1 für die Kluffregionen der jsets 1 und 3, TG2 für den gestörten Böschungsbereich unmittelbar über und unter der Böschungskante. (Abb. 75 – 76)
- Variante 2: TG1 für den Bereich des abgebauten Hanges (jset 3), die Böschung wird mit Mittelwerten aus TG1 und TG2 durchgehend für jset 1 (ungestörter Kern der Böschung) und jset 2 (durch Sprengung aufgelockerter Bereich) modelliert. (Abb. 74)

Die Abweichungen der resultierenden maximalen Verschiebungen sind vernachlässigbar, die Zonierung der Variante 1 (Abb. 75 und 76) wird beibehalten.

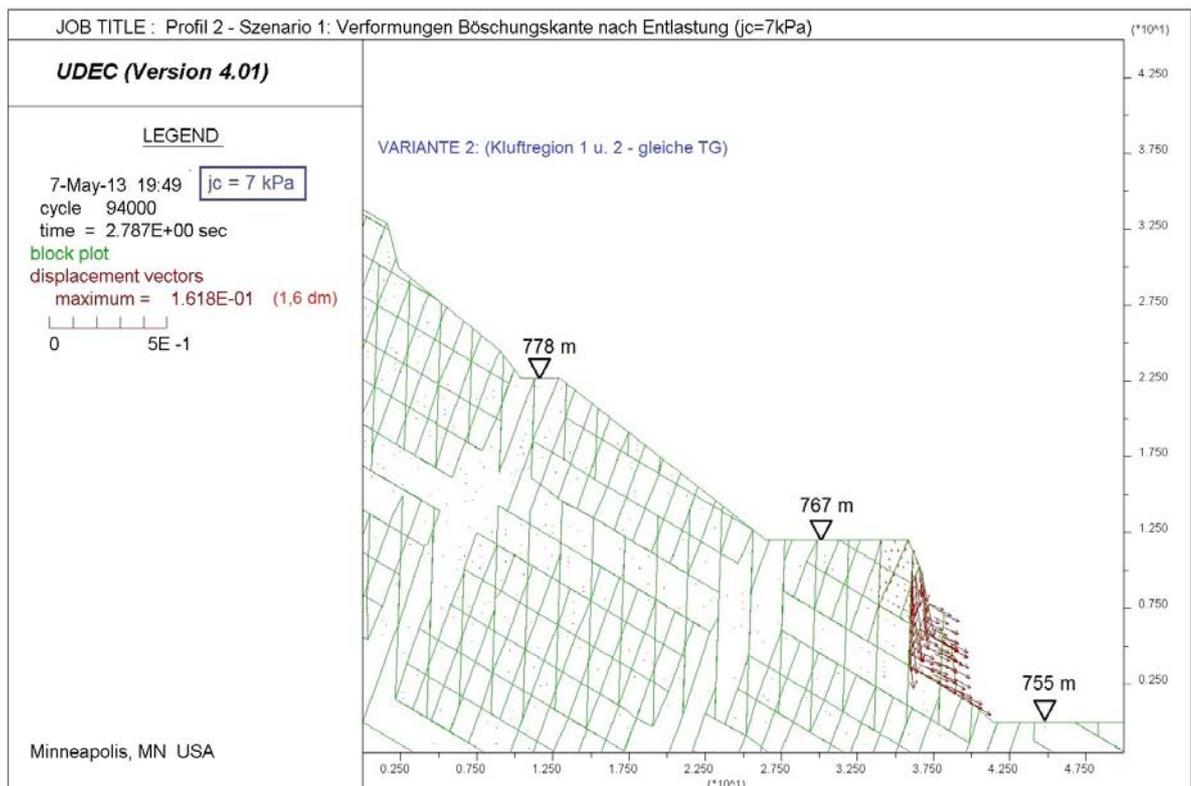


Abb. 74: UDEC-Profil 2, Sz. 1: Variante 2 – Mittelwerte aus TG1 und TG2 für gesamte Böschung

In den Abbildungen 75 und 76 sind die Böschungsbereiche des Profils 2 im Szenario 1 dargestellt. Sowohl im oberen, als auch im mittleren Bereich des Profils ist die Gleitfläche durch mehrere Felsgleitungen bereits freigelegt. Die maximalen Verformungen und Verschiebungen sind deshalb im unteren Bereich der Böschung zu erwarten.

Selbst bei Annahme von sehr guten Materialeigenschaften der Klufscharen und des Gesteins (Szenario 1) ist mit Bewegungen der Kluffkörper im Dezimeterbereich zu rechnen. Es kann neben dem Gleitversagen auch zum Kippen der Blöcke kommen (Abb. 75).

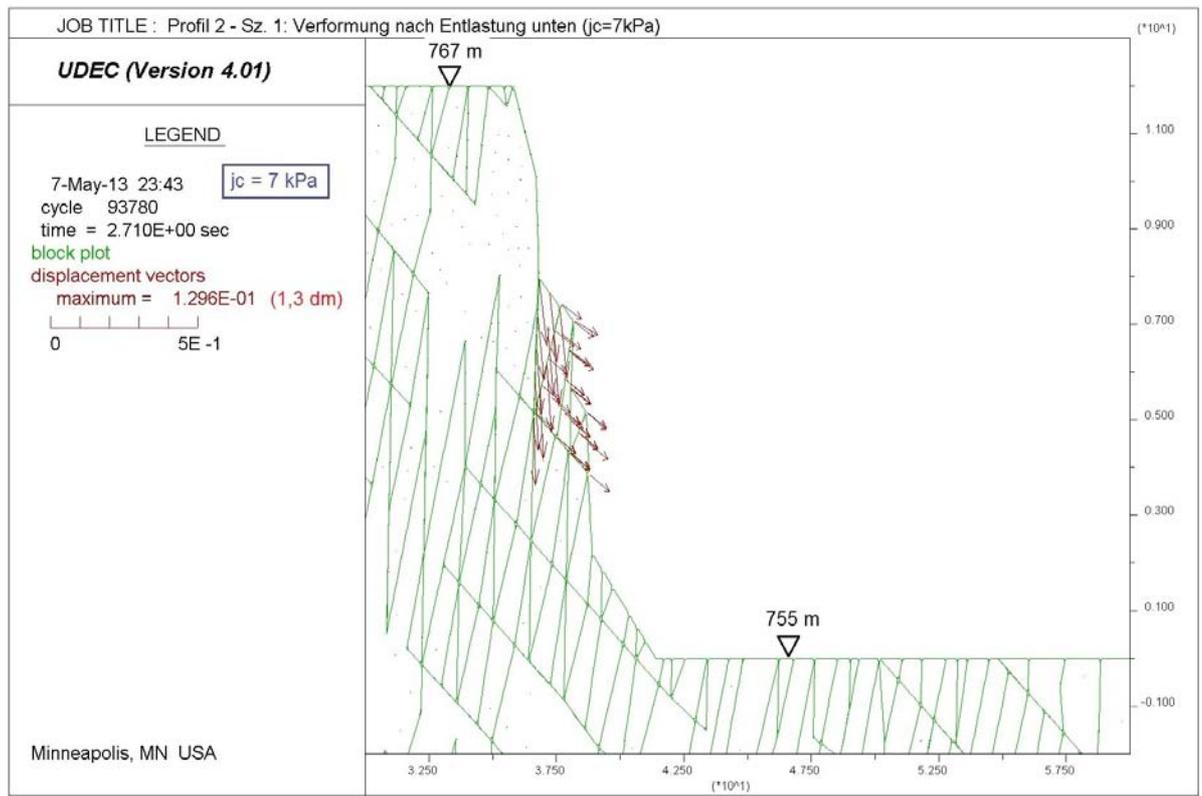


Abb. 75: UDEC-Profil 2, Sz. 1 – Böschungskante unten: Variante 1 (jset 2 – TG2, jset 1 u. 3 – TG1) - maximale Verschiebungen

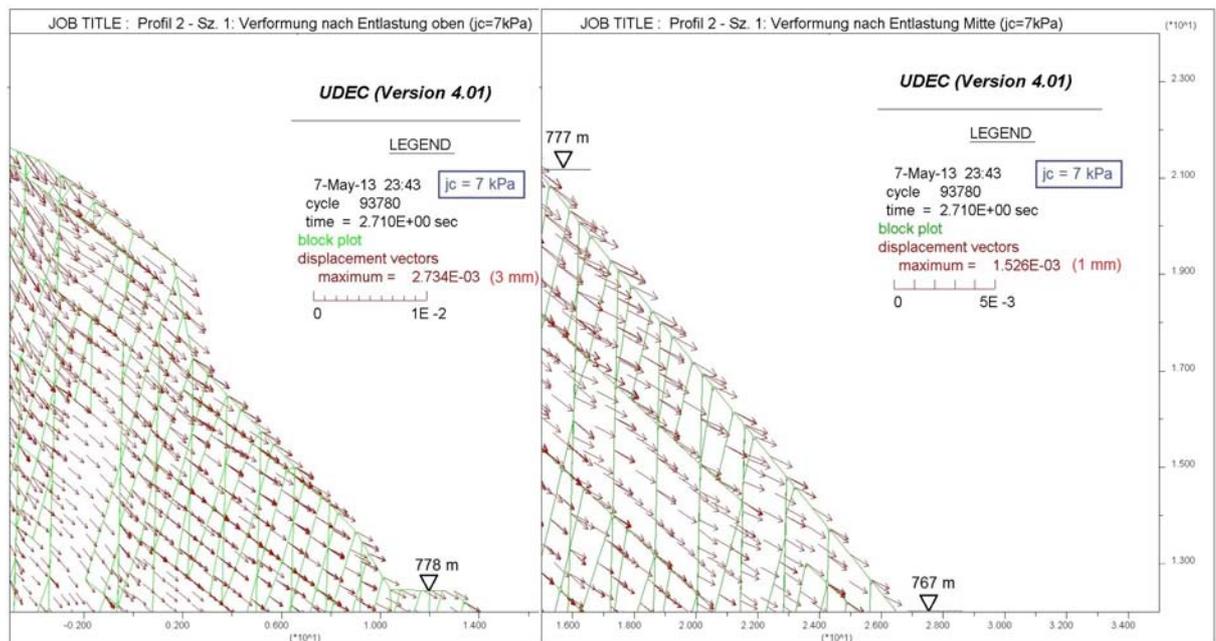


Abb. 76: UDEC-Profil 2, Sz. 1: Verschiebungen – Böschungskante oben und Mitte

Die Szenarien im Profil 2 ergeben sich aus Parameter-Kombinationen, wie in der Tabelle 32 dargestellt.

Profil 2	Gesteins-eigenschaften (Tab. 22)	Allg. Kluft-eigenschaften (Tab. 23)	Kluftnormal-u. schersteifigkeit (Tab. 24 u.25)	Kluftgeometrie (Tab. 26)
Szenario 1 Sehr gut	GE1 für gestörte und ungestörte Gebirgsbereiche	KE1	KE1	Hang und Kern – TG1: $(t_1, g_1, s_1)$ Böschung – TG2 $(t_{2u3}, g_2, s_2)$
Szenario 2 Gut	GE1 für abgebaute Hangblöcke GE2 für Böschung (durch Gewinnungssprengung gestört)	KE2	KE2	Hang: TG1 $(t_1, g_1, s_1)$ Böschung ungestört (Kern): TG2 $(t_{2u3}, g_2, s_2)$ Böschung gestört (entlang der Kante): TG3 $(t_{2u3}, g_3, s_3)$
Szenario 3 Mäßig	GE2: abgebaute Hangblöcke GE3: Böschungsbereich	KE3	KE3	

Tab. 32: Beschreibung der Szenarien – Profil 2

Verschlechtern sich die Festigkeits- und Reibungseigenschaften vom Szenario 1 zum Szenario 2 und 3 durch das Vorkommen von leicht angewitterten oder mergeligen Kalken im Verband, vergrößern sich die Verschiebungen.

Im oberen Bereich verdreifachen sich die Verformungen des Szenarios 1 im Szenario 2 auf einen Zentimeter. Das Szenario 3 bringt weitere Vergrößerungen der Verschiebungen. Die derzeit noch oberhalb der sichtbaren Gleitfläche hängenden Blöcke gleiten bei dieser Simulation mehr als einen Dezimeter entlang der Kluftschar 1 herab. (Abb. 77)

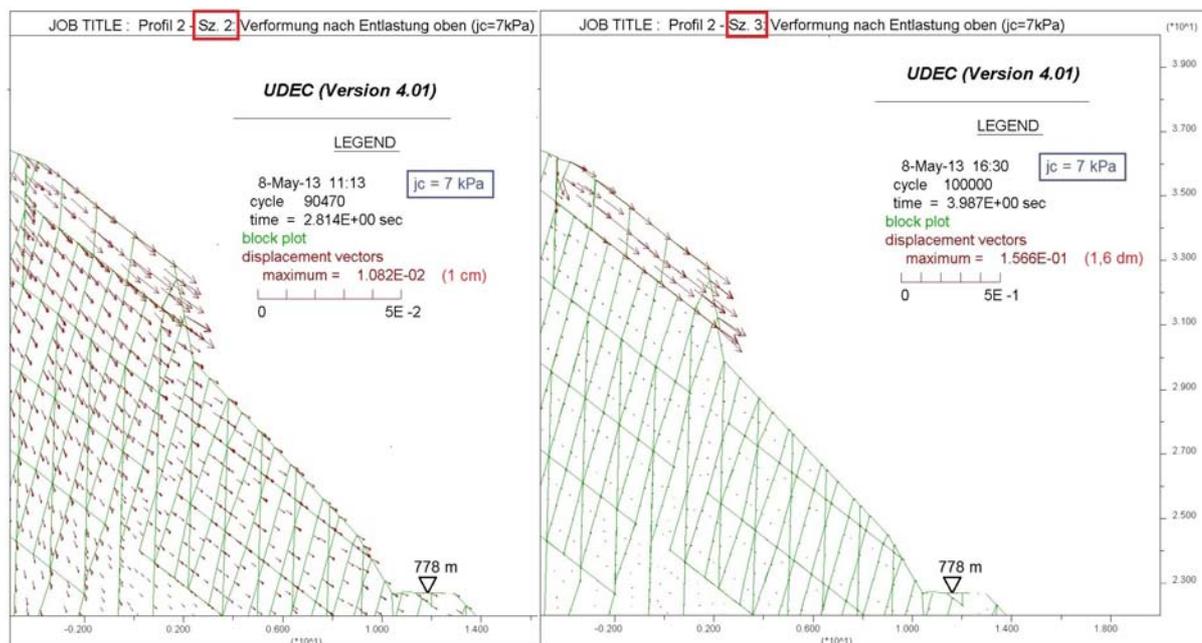


Abb. 77: UDEC-Profil 2, Szenarien 2 und 3: Verformungen – Böschungskante oben

Der mittlere Böschungsbereich im Profil 2 ist annähernd stabil, auch im Szenario 2 und 3 bleiben die Verformungen kleiner als ein Zentimeter. (Abb. 78)

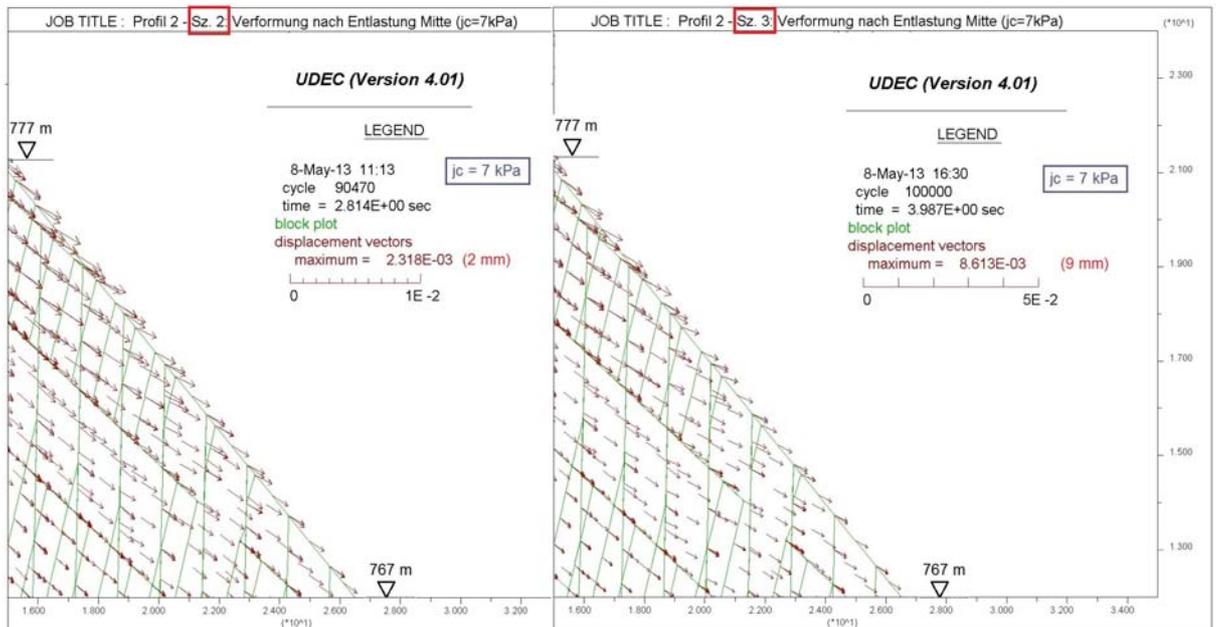


Abb. 78: UDEC-Profil 2, Sz. 2 und 3: Verformungen – Böschungskante Mitte

Im unteren Bereich der Böschungskante finden die größten Bewegungen im Profil 2 statt.

In den Szenarien 2 und 3 zeigt die Simulation das Herabstürzen großer Blöcke bei Verschiebungen von mehreren Dezimetern (Abb. 79 und 80).

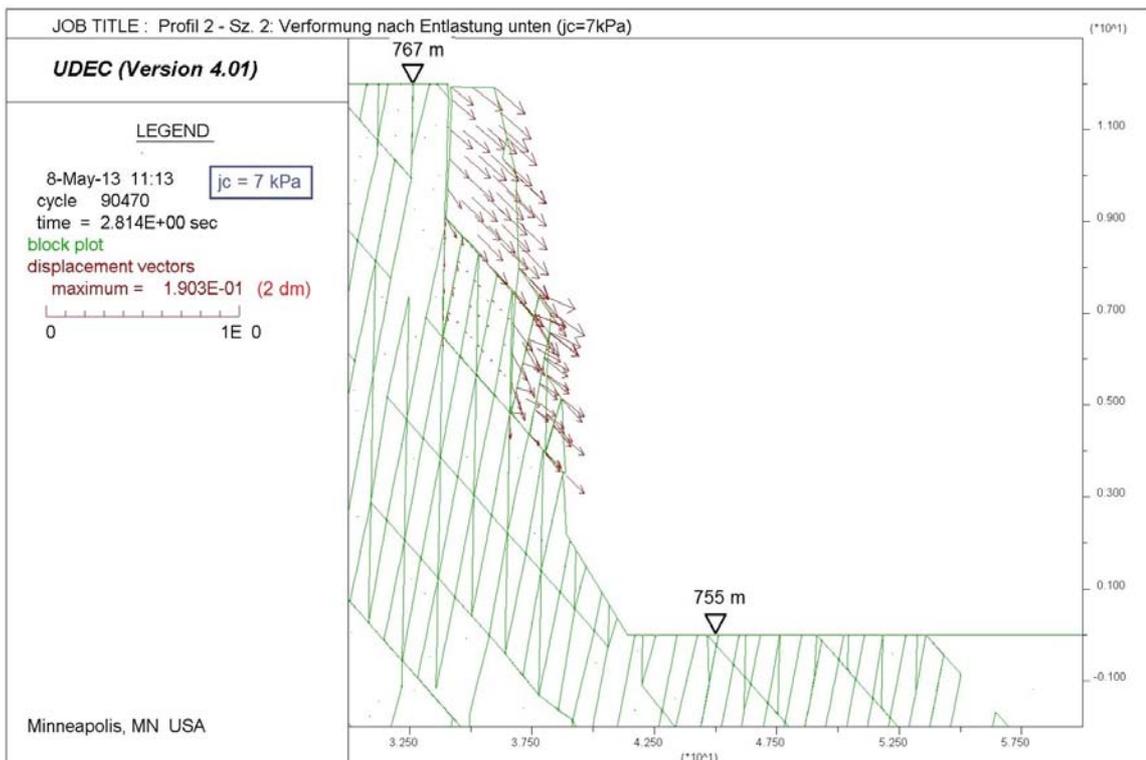


Abb. 79: UDEC-Profil 2, Sz. 2: Verschiebungen – Böschungskante unten

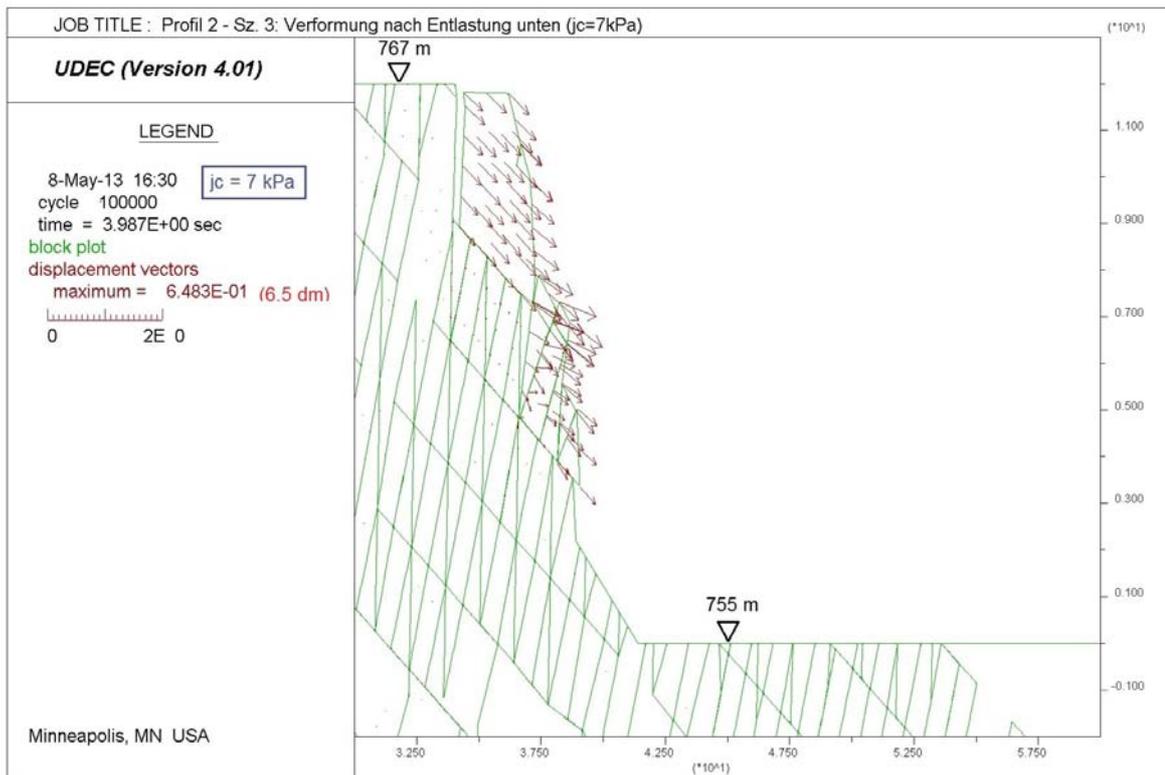


Abb. 80: UDEC-Profil 2, Sz. 3: Verschiebungen – Böschungskante unten

## 8.4 Ergebnisse Profil 3

Das Profil 3 ist der niedrigste der drei betrachteten Querschnitte. Es konnte deshalb durchgehend mit den mittleren Trennflächenabmessungen modelliert werden. Im Kapitel 8.4.3 werden die Auswirkung einer Differenzierung der Kluftgeometrie anhand des Szenarios 3 im Profil 3 untersucht und dargestellt. Der Verzicht auf die Zonierung der Kluftbereiche und damit allgemein engere Kluftabstände, spiegelt sich in den Ergebnissen wieder.

Schon bei mittlere Kluftkohäsion treten ernstzunehmende Verschiebungen entlang der Böschungskante auf. Es wird daher für dieses Profil  $j_{c\text{mittel}}$  zur Simulation herangezogen.

Die Tabelle 33 zeigt die Kombinationen der Parameter zu den drei Szenarien im Profil 3.

Profil 3	Gesteins-eigenschaften (Tab. 22)	Allg. Kluft-eigenschaften (Tab. 23)	Kluftnormal- u. schersteifigkeit (Tab. 24 u.25)	Kluftgeometrie (Tab. 26)
Szenario 1 Sehr gut	GE1 für gestörte und ungestörte Gebirgsbereiche	KE1	KE1	ohne Zonierung: Hang und Böschung gleiche Werte – $t_m$ , $g_m$ und $s_m$
Szenario 2 Gut	GE1 für abgebaute Hangblöcke GE2 für Böschung (durch Gewinnungssprengung gestört)	KE2	KE2	
Szenario 3 Mäßig	GE2: abgebaute Hangblöcke GE3: Böschungsbereich	KE3	KE3	

Tab. 33: Beschreibung der Szenarien – Profil 3

### 8.4.1 Profil 3: Ausgangsgleichgewicht vor Abbau

Im Ausgangsgleichgewicht kommt es im Profil 3 bei allgemein enger modellierten Kluftabständen zu Verformungen im Millimeterbereich, auch wenn die mittlere Kluftkohäsion wirkt (Abb. 81 bis 836).

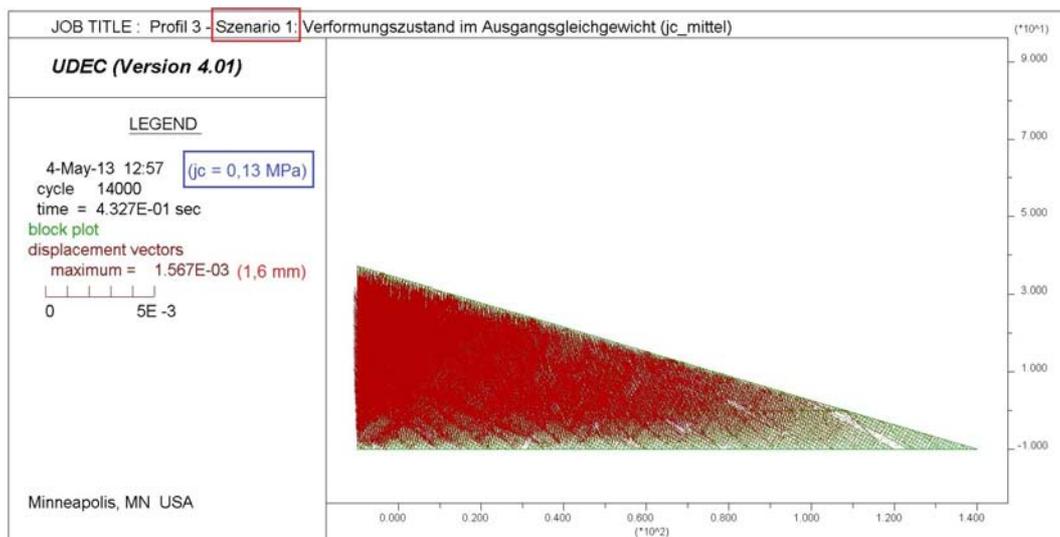


Abb. 81: UDEC-Profil 3, Szenario 1: Verformungen des Hanges vor Abbaubeginn

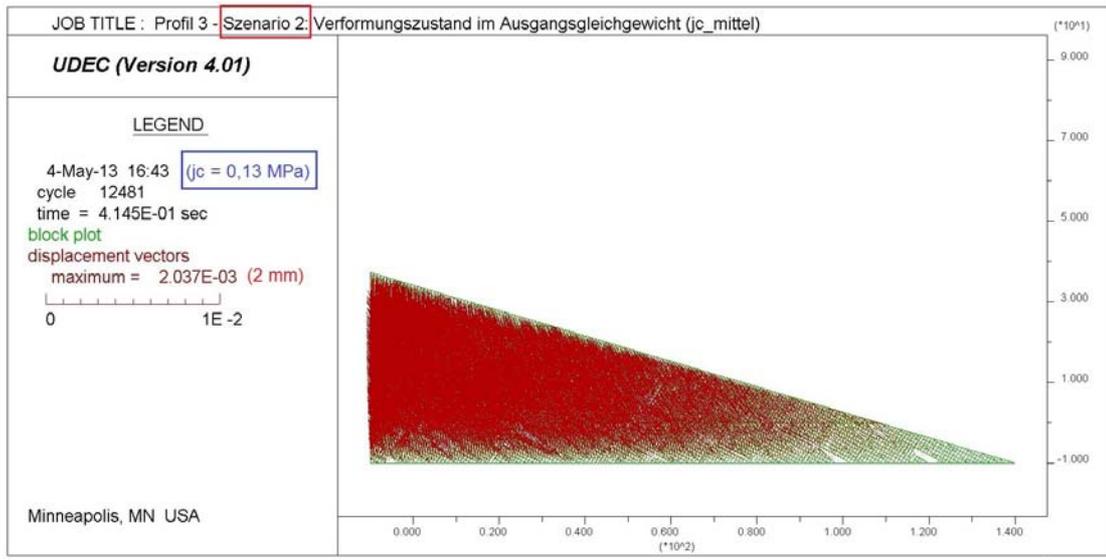


Abb. 82: UDEC-Profil 3, Szenario 2: Verformungen des Hanges vor Abbaubeginn

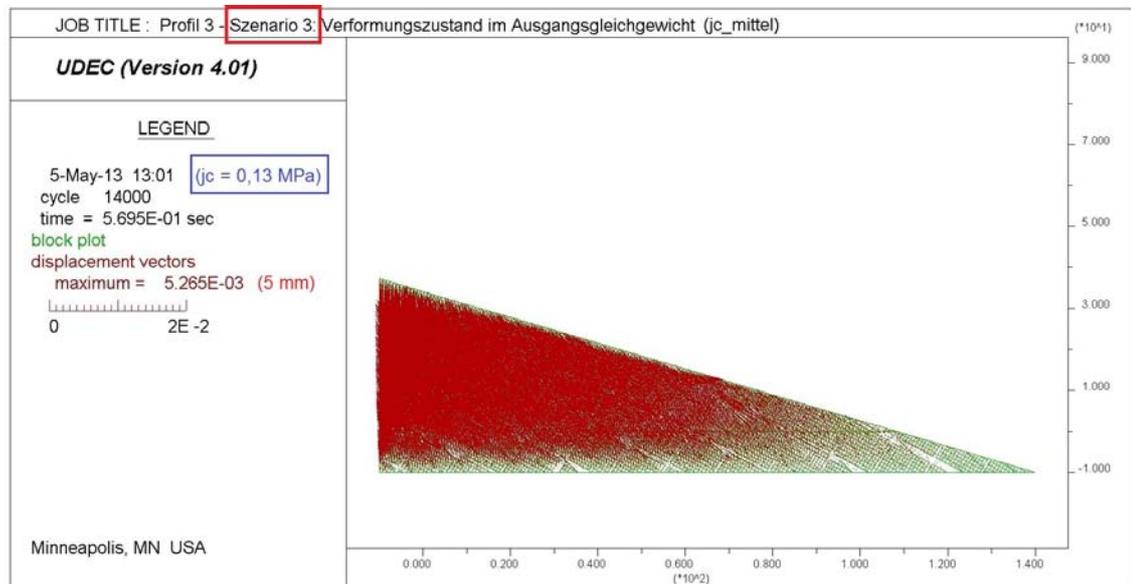


Abb. 83: UDEC-Profil 3, Szenario 3: Verformungen des Hanges vor Abbaubeginn

### 8.4.2 Profil 3: Entlastungssituation (Abbau)

Im Profil 3 sind die Verschiebungen des Szenarios 2 und 3 erwartungsgemäß größer als jene im Szenario 1 (Tab. 34).

	Versch. oben (in cm)	Versch. Mitte (in cm)	Versch. unten (in cm)
Sz. 1 (Abb. 84)	11,6	11,6	18,7
Sz. 2 (Abb. 85)	19,8	21,1	37,2
Sz. 3 (Abb. 86)	213,9	95,4	87,6

Tab. 34: Verformungen entlang der Böschungskante des Profils 3

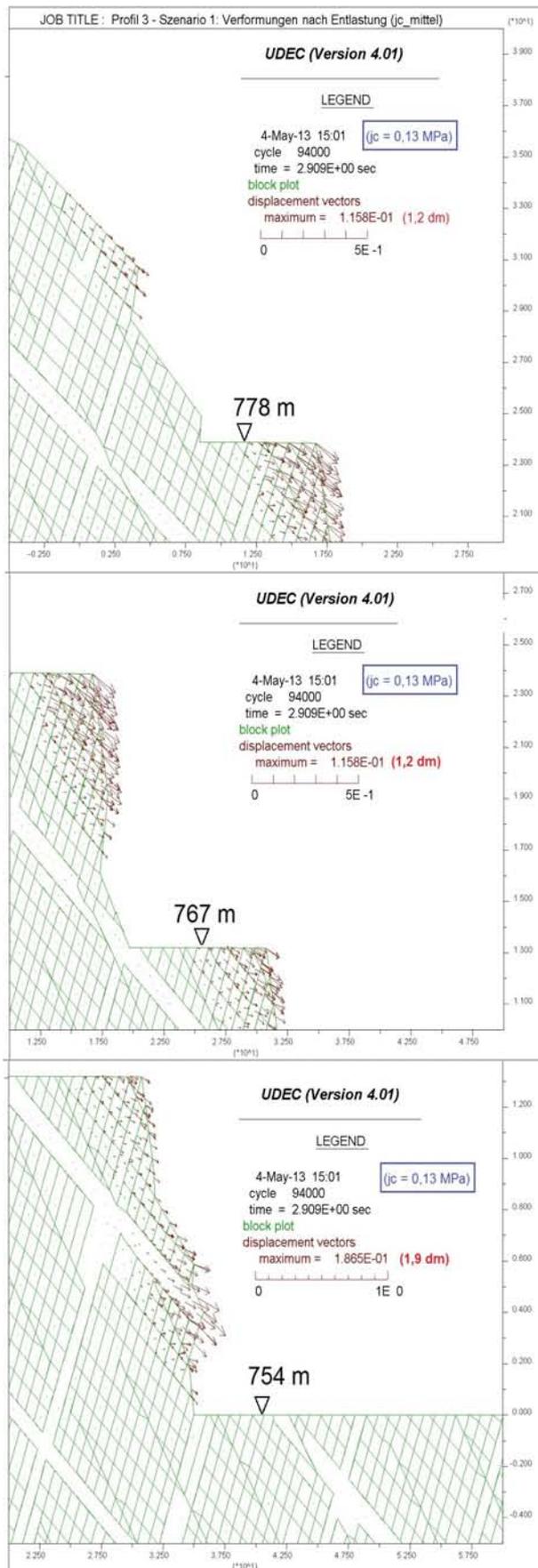


Abb. 84: UDEC-Profil 3, Sz. 1: Verschiebungen entlang der Böschungskante nach Entlastung

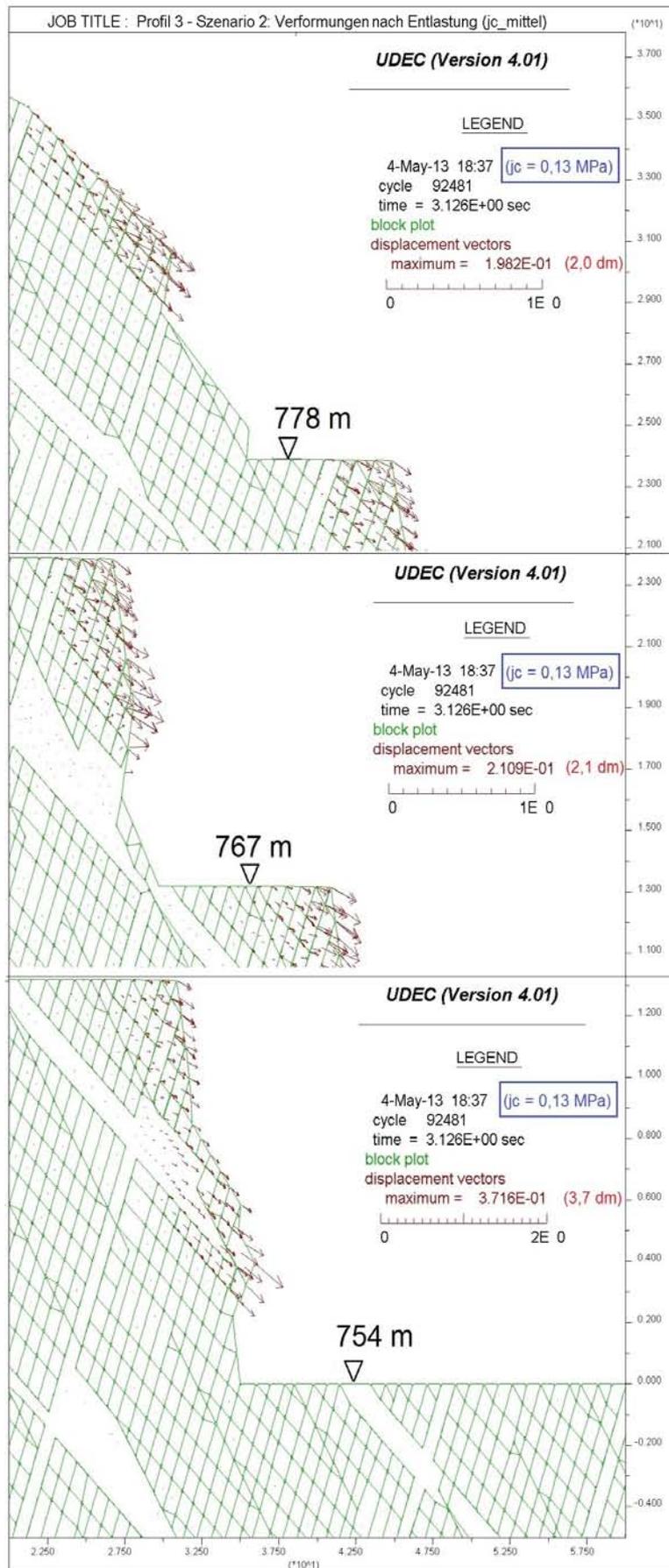


Abb. 85: UDEC-Profil 3, Sz. 2: Verschiebungen entlang der Böschungskante nach Entlastung

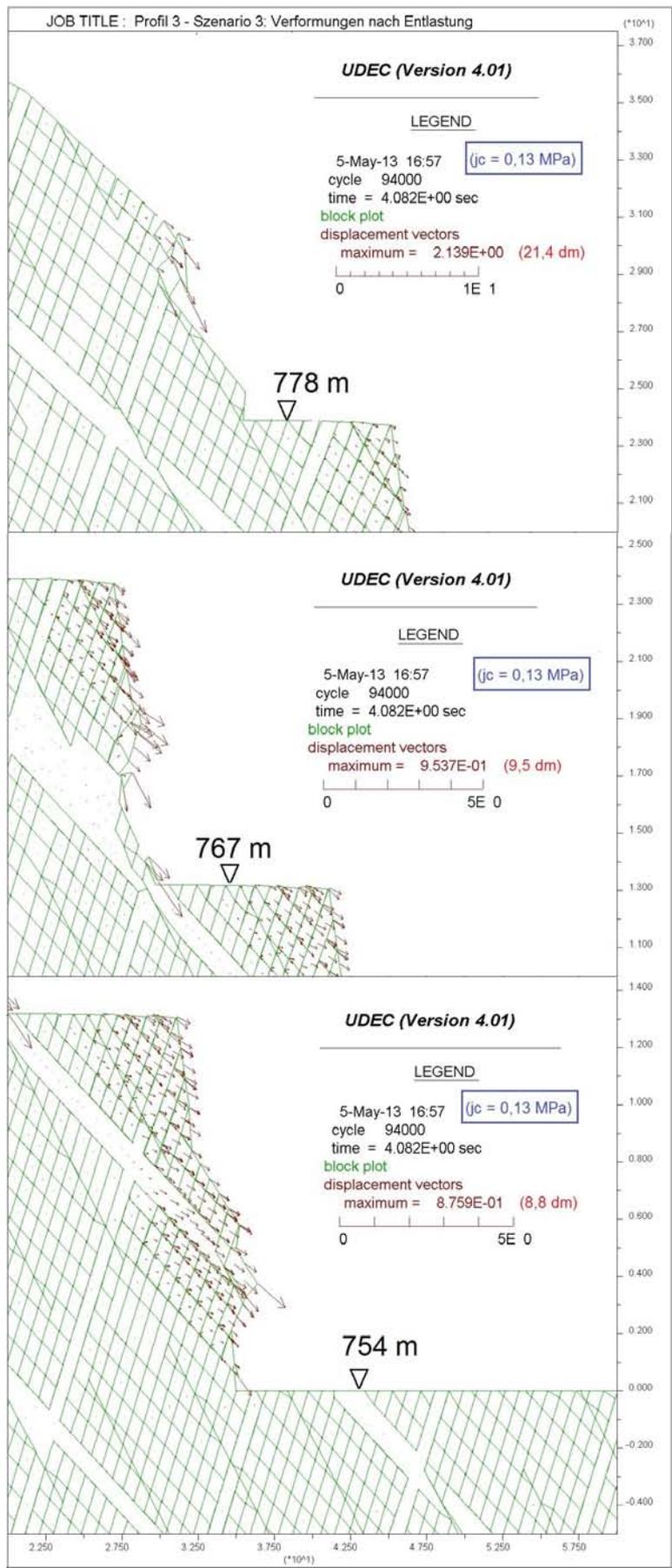


Abb. 86: UDEC-Profil 3, Sz. 3: Verschiebungen entlang der Böschungskante nach Entlastung

### 8.4.3 Vergleich Profil 3, Sz. 3 – Klufbereiche zoniert versus durchgehend mit mittleren Trennflächenabmessungen modelliert

Im Szenario 3 des Profils 3 wurde auch untersucht, wie sich die Zonierung der Klufgeometrie auswirkt.

Setzt man nur den Böschungsbereich mit den gemessenen Klufabmessungen an und den Hangbereich mit weiteren Trennflächenabständen, bewirkt dies eine Stabilisierung der maximalen Verschiebungen von 2,1 m auf 1,2 m. (Abb. 87 und Abb. 88)

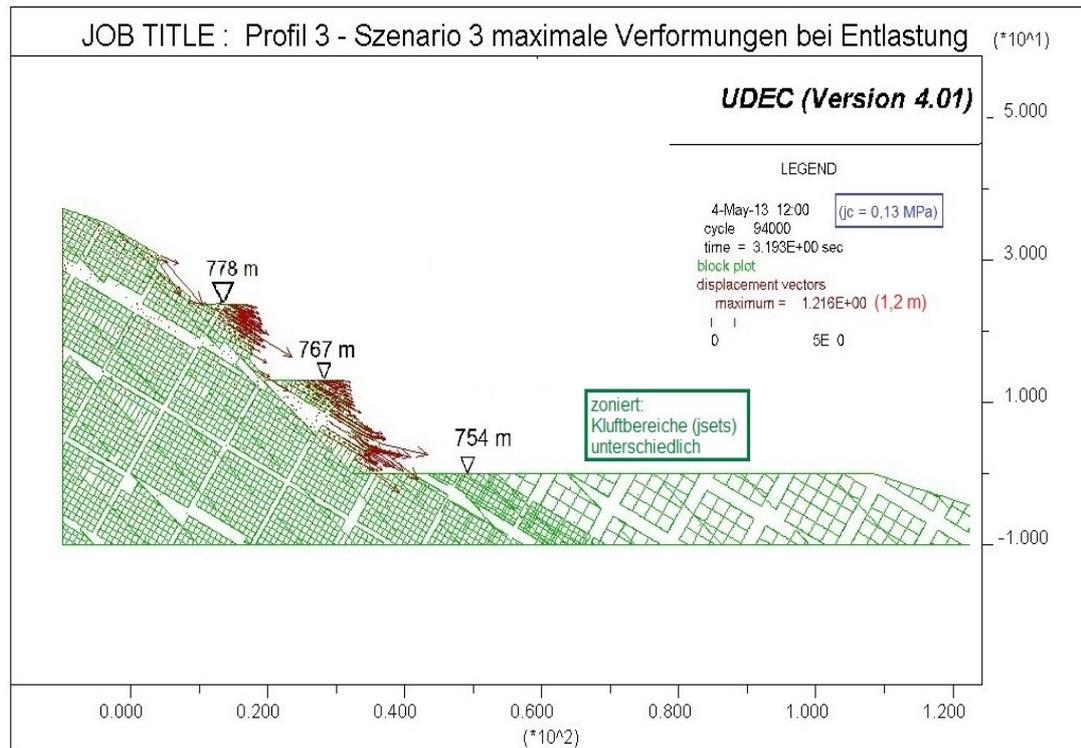


Abb. 87: UDEC-Profil 3, Szenario 3: Verformungen der Böschung nach Entlastung – Zonierung (unterschiedliche Klufregionen),  $j_c = 0,13 \text{ MPa}$

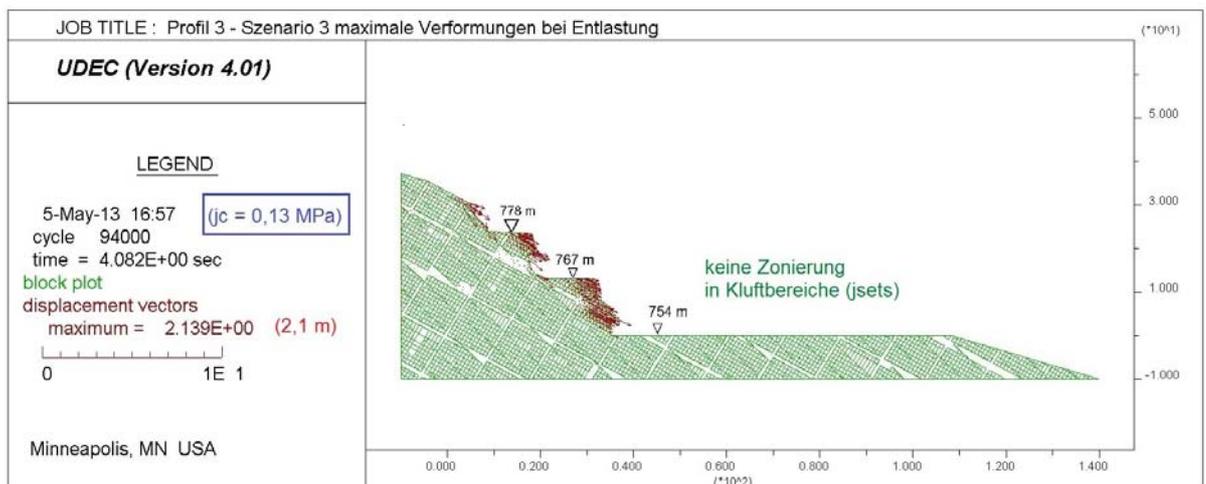


Abb. 88: UDEC-Profil 3, Szenario 3: Verformungen der Böschung nach Entlastung – homogene Klufabstände,  $j_c = 0,13 \text{ MPa}$

## 8.5 Verformungen Profil 1, Szenario 1 – nach Abbau + Erdbeben (Lastfall 1 + 2 + 3)

UDEC 4.01 konnte die Reaktion der in den vorangegangenen Kapiteln präsentierten Computermodelle auf ein Erdbeben nicht berechnen. Grund dafür war eine Überschreitung der für das Programm bewältigbaren Anzahl an Kontaktberechnungen.

Eine Minimierung des Rechenaufwandes gelingt durch Modellierung einer zusätzlichen Einzelkluft. Diese könnte im Profil 1 vorkommen, wenn man die Beobachtungen in der untersten Etage im Untersuchungsbereich als Ursache sieht (Abb. 89). Die tatsächliche Lage dieser möglichen Einzelkluft ist allerdings nicht bekannt, sie kann also nur willkürlich angesetzt werden und wird generell nicht berücksichtigt.

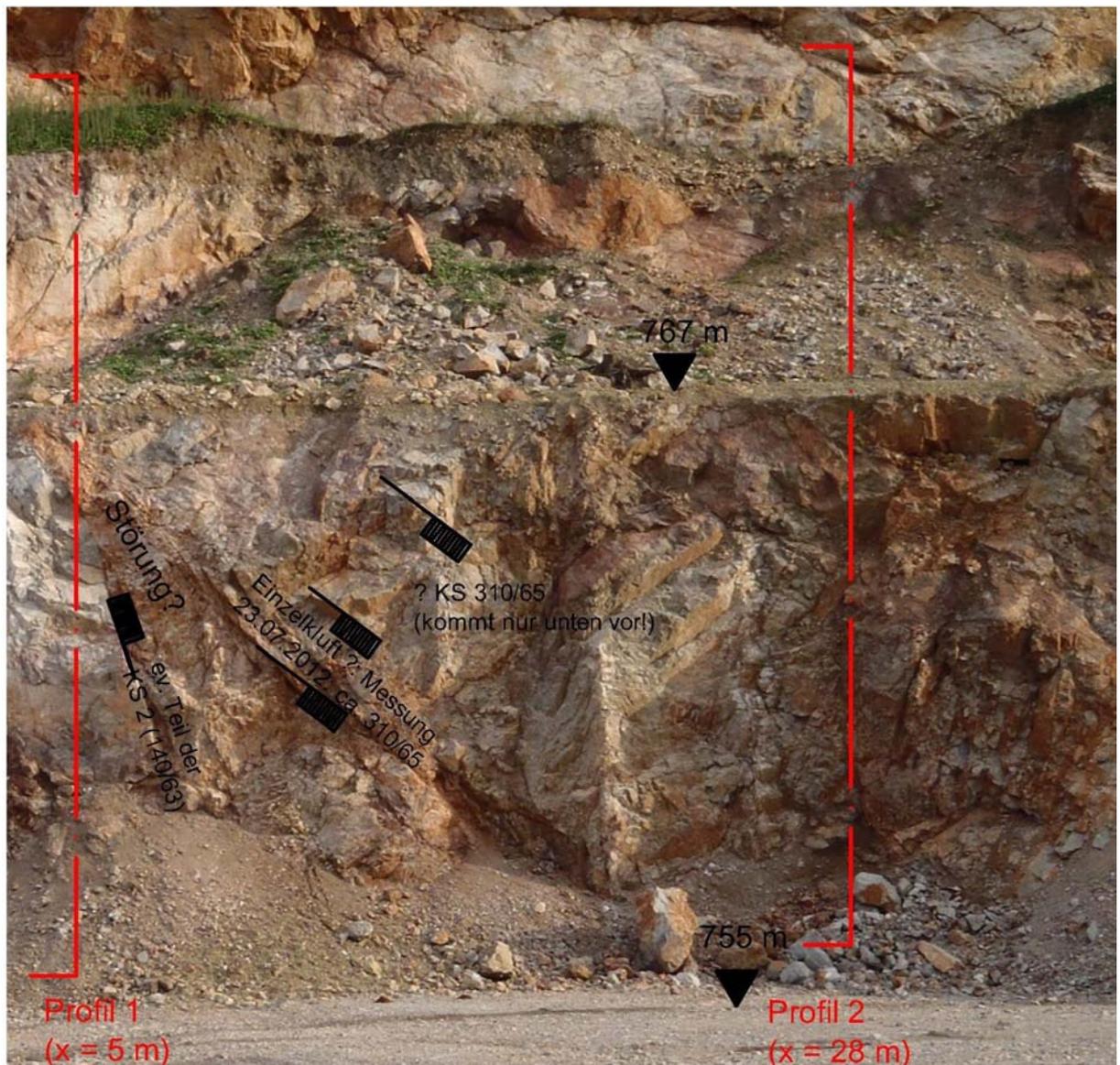


Abb. 89: Felsböschung Bereich Profile 1 und 2 (Rutschung in der Mitte); im unteren Bereich des Profils 1 Störung ? (photogr. RABL-HOFBAUER, E., 24-06-2012)

Im Testmodell zur Analyse der Erdbebenwirkung wurden, neben der zusätzlichen Einzelkluff, die Gesteinseigenschaften mit GE1 und die Trennflächeneigenschaften mit KE1 gesetzt. Die Trennflächenabstände im Gleitkörper entsprechen jenen der Kluffregion 2 des geltenden Modells für das Profil 1, Szenario 1. Im darunterliegenden Böschungsbereich, sowie für den Böschungsfuß sind die Trennflächenabmessungen ähnlich vergrößert worden, wie in der Kluffregion 1 des gültigen Computermodells (Kapitel 8.2).

Folgende Erkenntnisse wurden gewonnen:

- a) Wird die Erdbebenbelastung in die Fallrichtung der Böschung (positive x-Richtung) gesetzt, sind die Auswirkungen größer als mit negativem Vorzeichen in die andere Richtung. Dies ist aus der Darstellung der Kräftebalance über die Zeit (unbalanced forces) ersichtlich. (Abb. 90)

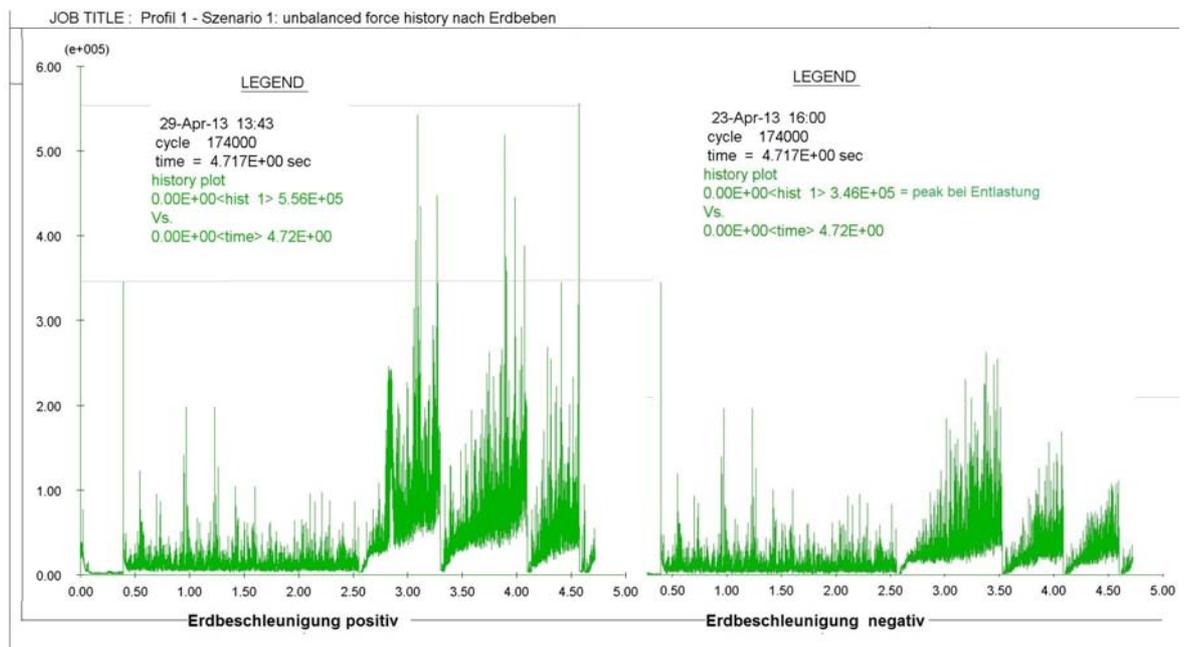


Abb. 90: UDEC-Profil 1, Szenario 1: Kräftebalance über die Zeit – 1. peak (ca. 0.40): Abbau – Entlastungssituation, bis ca. 2.50: Entlastungssituation, ab ca. 2.50: Erdbeben

b) Im Ausgangsgleichgewicht des Testmodells ergeben sich ähnliche Verschiebungen, wie im gültigen Modell mit gleichen Materialeigenschaften (Abb. 91).

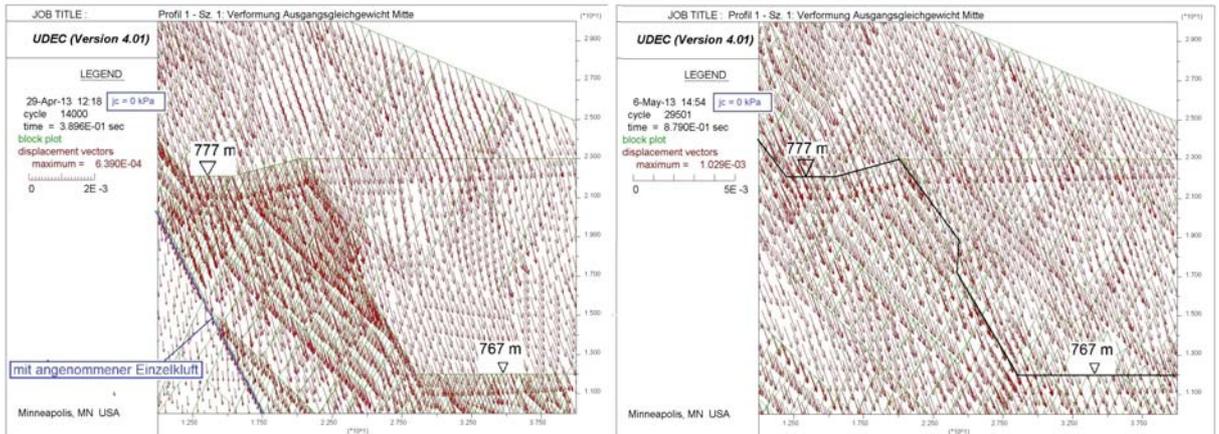


Abb. 91: UDEC-Profil 1, Szenario 1: Verformungen im Ausgangsgleichgewicht – links: Testmodell, rechts: gültiges Modell ( $j_c=0$ )

c) Bei Entlastung des Testmodells stellt sich ein ähnlicher Verformungszustand wie im gültigen Modell für dieses Profil bei gleicher Klufftkohäsion ( $j_c=0$ ) ein. Die maximale Verformung im Testmodell ist kleiner und liegt nicht im oberen sondern im unteren Bereich der Böschung. (Abb. 92) Die beiden Modelle sind in der Größenordnung und im Verlauf der Verformung allerdings vergleichbar.

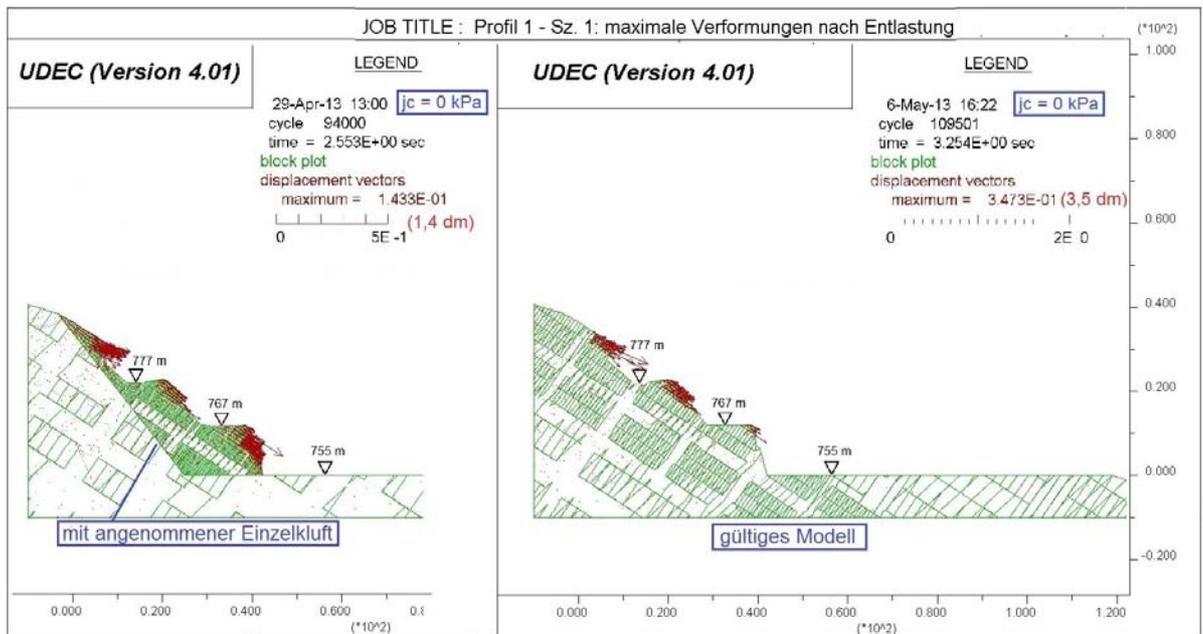


Abb. 92: UDEC-Profil 1, Szenario 1: Verformungen der Böschung nach Entlastung links: Testmodell, rechts: gültiges Modell

- d) Die Anzahl der Verformungen und ihr Maximalwert erhöhen sich durch ein Erdbeben. Die Maximalverschiebung verlagert sich in den oberen Bereich der Böschung und ist das 10-fache der Maximalverschiebung im Entlastungszustand. (Abb. 92 und Abb. 93)

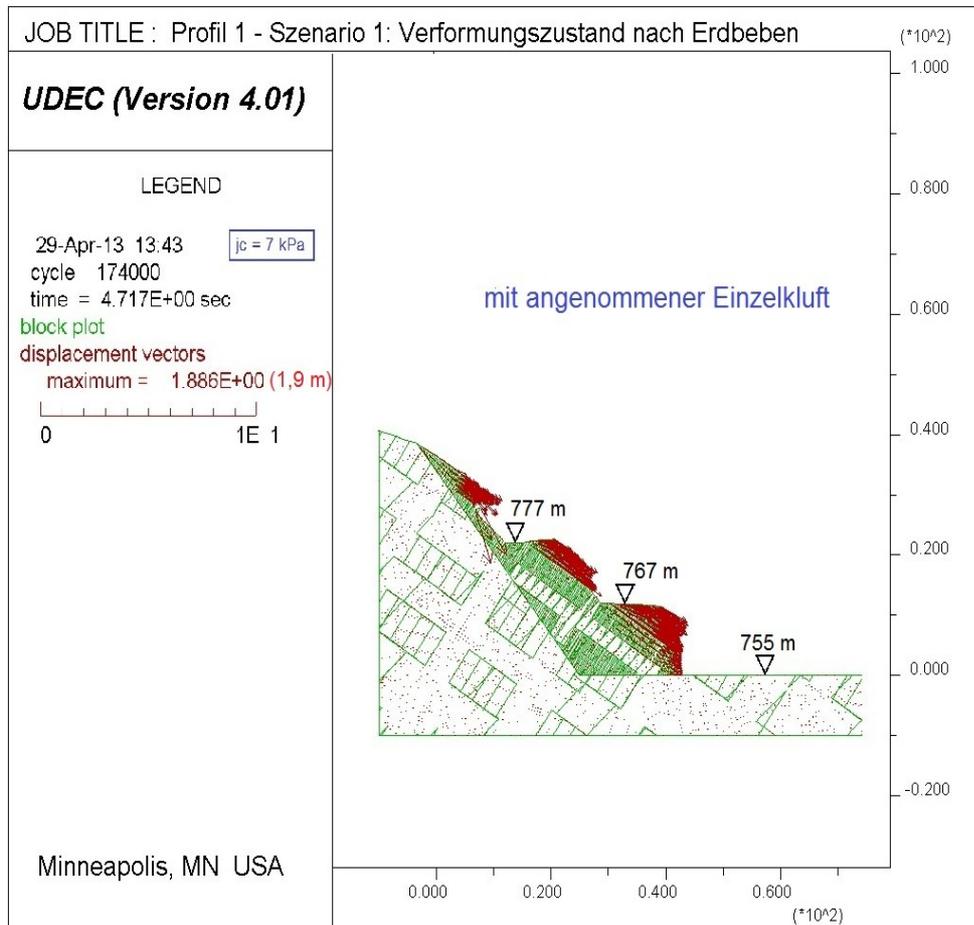


Abb. 93: UDEC-Profil 1, Szenario 1: Verformungen bei Erdbeben – Testmodell mit angenommener Einzelkluft

## 8.6 Verifizierung des Basismodells – Sensitivitätsanalyse

Alle erstellten Modelle sind Variationen des Basismodells der im Kapitel 4 beschriebenen Grundlagen der Felsmodellierung.

Die Konsistenz der Computermodelle wurde zusätzlich durch Wiederholung der Simulationen je Profil der Szenarien 1 überprüft. Gleiche Eingaben liefern ähnliche Auswertungen. Vernachlässigbare Abweichungen ergeben sich aufgrund der Computermodellierung einer unregelmäßigen Kluffgeometrie bei vorgegebener Streuung ( $s_a$ ) um den Mittelwert (Tab. 29).

Zur Verifizierung des Modells trägt bei, dass

- a) die Parameter der Gesteins- und Kluffeigenschaften über die beschriebenen drei Szenarien variiert wurden,
- b) Variationen der Trennflächengeometrie mit unterschiedlichen Kluffbereichen ( $j_{sets}$ ) modelliert und simuliert wurden und
- c) jener Parameter, der neben den Gesteins- und Kluffeigenschaften zusätzlich zur Stabilisierung beiträgt als die Kluffkohäsion ( $j_c$ ) identifiziert und entsprechend variiert wurde.

Nachstehend wird zur Verifizierung des Modells eine **Sensitivitätsanalyse** durchgeführt:

- Prüfung ob der Modell-Formalismus richtig vom Computercode umgesetzt wird:
  - Die Funktionalität des Computermodells kann zum einen durch die Konsistenz in den gelieferten Ergebnissen aller drei Profile, zum anderen durch die bereits erwähnte Wiederholung der Simulation mit dem gleichen Modell garantiert werden.
- Prüfung ob die Veränderung sensibler Parameter zur erwarteten Veränderung des Modellverhaltens führt:

In den Kapiteln 8.2 bis 8.5 ist die Verschlechterung der Stabilität des Felsmodells

- vom Szenario 1 zum Szenario 3 mit schlechter werdenden Gesteins- und Kluffeigenschaften
  - mit abnehmender Trennflächenkohäsion  $j_c$
  - mit Verkleinerung der Trennflächenabmessungen  $s$ ,  $t$  und  $g$
- dargestellt und analysiert worden.

Die Veränderungen der verschiedenen Parameter führen zu den erwarteten Ergebnissen, und tragen zur Verifizierung des Modells bei.

## 8.7 Validierung des Basismodells

Die Computermodelle sind eine starke Vereinfachung des realen Systems.

Um verlässliche Ergebnisse zu erhalten, wurden deshalb die verschiedenen Einflüsse auf die Felsstabilität variiert und verglichen.

Es hat sich im Zuge der Simulation gezeigt, dass der Einfluss durch die Vereinfachung der Trennflächengeometrie relativiert werden kann.

Das Problem, dass die Klufthohäsion nur geschätzt werden konnte, wurde versucht durch Simulation mit verschiedenen Varianten zu lösen. Es stellte sich heraus, dass die Schätzwerte der mittleren Trennflächenkohäsion für die Profile 1 und 2 zu optimistisch waren. Sie führen in der Simulation zu einer Stabilität, die im realen System nicht beobachtet werden konnte. Zahlreicher Rutschungen im Untersuchungsgebiet, so wie die Vergrößerung der Felsgleitung links und rechts des Profils 2 führten dazu, dass für die Profile 1 und 2 das Minimum der berechneten Klufthohäsion herangezogen wurde.

Die Verschlechterung der Reibungseigenschaften führt in der Realität wie in der Simulation zu Verformungen und Verschiebungen. Die Modellmechanismen bilden die Realität gut nach und erklären das Systemverhalten plausibel.

Angaben über die genaue Größe der Verformungen können nicht gemacht werden, dazu müsste das Verformungsverhalten der Böschung mittels Felsspionen oder ähnlichen in der Praxis angewandten Methoden untersucht werden. Entsprechendes Monitoring der Bewegungen an der Böschungsoberfläche unter Anwendung gängiger Messmethoden wird empfohlen.

Für die Abschätzung der Größenordnungen und das Ausmaß der Verschiebungen sind die Simulationsergebnisse allerdings hinreichend genau.

Das Modell reagiert auf alle Änderungen sensibler Parameter angemessen, verlässlich und nachvollziehbar und ist zur Beantwortung der Fragestellung gut geeignet. Mittels der dargestellten und analysierten UDEC-Modellsimulationen lassen sich Aussagen über Standsicherheit und eventuell notwendige Stützmaßnahme treffen.

## 9 Schlussfolgerungen

Das Programm UDEC 4.01 hat sich für die Fragestellung bewährt. Die auftretenden und zu erwartenden Felsgleitungen wurden durch die Simulationen an den Computermodellen gut wiedergegeben. Vor allem bei einer notwendigen Zonierung von unterschiedlichen Gesteinsschichten ist UDEC 4.01 empfehlenswert. Durch das relativ blockige Gebirge und die kantigen, eher einfachen Formen der Kalk-Kluftkörper, hält sich die Anzahl der vom Programm zu generierenden Elemente und damit der Rechenaufwand in Grenzen.

Die notwendige, umfangreiche Ermittlung von Kennwerten der Geometrie und der Eigenschaften der Kluftscharen, sowie des Materials war aufgrund des eingegrenzten Untersuchungsgebietes vertretbar. Ohne die Abschätzung einiger Parameter, beispielsweise über Klassifizierungsmethoden, hätte das Basismodell jedoch nicht erstellt werden können. Es konnte aber gezeigt werden, dass auch ohne aufwändige Labormethoden wie Scherversuche u.dgl. eine verlässliche Prognose möglich ist. Das Modell konnte unter anderem durch Variieren der Parameter, die Bildung von Szenarien und die Verwendung statistischer Mittel zur Bewertung der durch Feldversuche gewonnen Messwerte validiert werden. Die Sensitivitätsanalyse hat gezeigt, dass zum einen das Basismodell funktioniert und zum anderen die zu erwartenden Felsgleitungen in der Simulation eintreffen. Selbst wenn in der ohnehin optimistisch angesetzten Kluftgeometrie zusätzlich auch noch Kohäsion wirkte, käme es noch zu Verformungen der Böschung.

Es muss von **Verschiebungen im Dezimeterbereich** und daraus resultierenden künftigen **Felsgleitungen** ausgegangen werden. Im Falle eines in diesem Gebiet **zu erwartenden Erdbebens** würden sich diese **Verschiebungen verzehnfachen**. Die **Rutschung** im Profil 2 hat sich während des Entstehens dieser Arbeit **vergrößert**, daraus lässt sich ebenfalls schließen, dass die **Felsbewegungen nicht zur Ruhe** kommen.

Um eine Gefährdung der Passanten am Wanderweg und der Mitarbeiter, die sich im Bereich der Langen Lisse aufhalten gering zu halten, sind dringend Stützmaßnahmen erforderlich. Am ökonomischsten wären Blockwürfe bzw. Trockensteinmauern aus Gesteinsblöcken des Steinbruchs, die entlang der Böschungskante sich nach oben verjüngend anzulegen sind. Ein Problem sind hier allerdings die zu schmalen Bermen, wodurch die Aufstandsfläche zu gering wäre. Wird die Böschung durchgehend, könnte die Trockensteinmauer am Fuß der untersten Etage (755 m) beginnen und sich über die gesamte Höhe von ca. 40 m erstrecken, sofern die Berme am Böschungsfuß mindestens doppelt so breit ist, wie die derzeit darüber liegende ursprüngliche Sicherheitsberme. Von der gegenwärtig veranschlagten Gesamtbreite der nach unten verlegten Sicherheitsberme sollten für den Fuß des Blockwurfes 10 m reserviert bleiben.

## 10 Literaturverzeichnis

- ALEJANO, L. R. & ALONSO, E. (2005):** Considerations of the dilatancy angle in rocks and rock masses. *In: Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, 42 (4): 481–507.
- ALEJANO, L. R. & ALONSO, E. (2006):** Corrigendum to "Considerations of the dilatancy angle in rocks and rock masses". *In: Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, 43 (5): 836.
- AYDIN, A. (2009):** ISRM Suggested method for determination of the Schmidt hammer rebound hardness: Revised version. *In: Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, 46 (3): 627–634.
- AYDIN, A. & BASU, A. (2005):** The Schmidt hammer in rock material characterization. *In: Eng. Geol.*, 81 (1): 1–14.
- BANDIS, S. C. et al. (1983):** Fundamentals of rock joint deformation. *In: International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences and*, 20 (6): 249–268.
- BASU, A. & AYDIN, A. (2004):** A method for normalization of Schmidt hammer rebound values. *In: Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, 41 (7): 1211–1214.
- BIENIAWSKI, Z. T. (1973):** Engineering classification of jointed rock masses. *In: J. S. Afr. Inst. Min. Metall.* (15): 335–344.
- BIENIAWSKI, Z. T. (1974):** Estimating the strength of rock materials. *In: J. S. Afr. Inst. Min. Metall.* (8): 312–320.
- BIENIAWSKI, Z. T. (1989):** Engineering rock mass classifications. -A complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering. *New York: Wiley.*
- BRIDEAU, M.-A. et al. (2006):** Structural and engineering geology of the East Gate Landslide, Purcell Mountains, British Columbia, Canada. *In: Engineering Geology*, 84 (3–4): 183–206.
- BRINDLEY, G. W. & BROWN, G. (1980):** Crystal structures of clay minerals and their X-ray identification. [New ed.]. *London: Mineralogical Society.* (Monograph / Mineralogical Society, 5).
- CAI, M. et al. (2007):** Determination of residual strength parameters of jointed rock masses using the GSI system. *In: International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 44 (2): 247–265.

- CLAR E. (1954):** Ein zweikreisiger Geologen- und Bergmannskompaß zur Messung von Flächen und Linearen. (Mit Bemerkungen zu den feldgeologischen Messungsarten.). *In: Verhandlungen der geologischen Bundesanstalt* (4): 201–215.
- COULSON, J. H. (1972):** Shear strength of flat surfaces in rock. -stability of slopes - Proc. 13th Symp. Rock Mech. Illinois, 1971. *New York: ASCE*. (pp. 77-105).
- CUNDALL, P. A. et al. (1996):** PFC - Ein neues Werkzeug für numerische Modellierungen. *In: Bautechnik*, 73 (8): 492–498.
- DEERE, D. U. (1968):** Geological considerations. *In: Rock Mech. in Eng. Pract.* (R. G. Stagg and D. C. Zienkiewics, editors). JOHN WILEY & SONS (HG.): 1–20.
- DEERE, D. U. & MILLER, R. P. (1966):** Engineering classification and index properties for intact rocks. -Tech. Report. Kirtland. *New Mexiko: Air Force Weapons Lab.* (AFNL-TR, pp. 65-116).
- FRAYSSINES, M. & HANTZ, D. (2009):** Modelling and back-analysing failures in steep limestone cliffs. *In: Int. J. Rock Mech. Min. Sci.*, 46 (7): 1115–1123.
- GEHLE, C. (2002):** Bruch- und Scherverhalten von Gesteinstrennflächen mit dazwischenliegenden Materialbrücken. -(Dissertation). TRIANTAFYLLIDIS, T. (HG). *Inst. Grundbau- u. Bodenm. Ruhr-Universität Bochum*. (33).
- GRIFFITH, A. A. (1925):** Theory of rupture - Proc. 1st Congr. Appl. Mech. Delft, 1924. *Delft: Technische Boekhandel en Drukkerij*.
- HOEK, E. (1994):** Strength of rock and rock masses. *In: ISRM New Journal*, 2 (2): 4–16.
- HOEK, E. & BROWN, E. T. (1997):** Practical estimates of rock mass strength. *In: International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 34 (8): 1165–1186.
- HOEK, E. & BROWN, E. (1980):** Underground excavations in rock. *London: Inst. Min. Metall.*
- HOEK, E. et al. (1995):** Support of Underground Excavations in Hard Rock. *Rotterdam: Balkema*.
- HUDSON, J. A. & ROMANA, M. (1993):** Rock testing and site characterization. 1. Aufl. *Oxford [u.a.]: Pergamon Press*.
- ISRM (1985):** Suggested Method for determining point load strength. *In: Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.* ISRM Commission on Testing Methods, Working Group on Revision of the Point Load Test Method (22): 51–60.

**ITASCA CONSULTING GROUP INC. (2004):**

a) UDEC Universal Distinct Element Code. -Theory and Background. 2. Aufl.

Minneapolis, Minnesota (USA): Itasca.

b) UDEC Universal Distinct Element Code. -User's Guide. 2. Aufl. Minneapolis,

Minnesota (USA): Itasca.

**KINTER, E. B. & DIAMOND, S. (1956):** A New Method for Preparation and Treatment of Oriented-Aggregate Specimens of Soil Clays for X-Ray Diffraction Analysis. In: Soil Science, 81 (2): 111–120.

**MEDHURST, T. P. (1996):** Estimation of the in situ strength and deformability of coal for engineering design. - (PhD Thesis). University of Queensland, Australia.

**MOORE, D. M. & REYNOLDS, R. C. O. (1989):** X-ray diffraction and the identification and analysis of clay minerals. In: Oxford Univ Press.

**PACHER, F. (1959):** Kennziffern des Flächengefüges. In: Geol. Bauwesen (Geologie und Bauwesen), 24: 223–227.

**PETLEY, D. et al. (2005):** The use of surface monitoring data for the interpretation of landslide movement patterns. In: Geomorphology, 66 (1-4): 133–147.

**PLÖCHINGER, B. et al. (1967):** Geologische Karte des Hohe Wandgebietes (Niederösterreich). -Zusammendruck aus der Österreichischen Karte 1:25000 4856/1-4 Wiener Neustadt, 4956/1 Neunkirchen. Wien: Geologische Bundesanstalt.

**PORSCHÉ-ULLY, N. (2005):** Sphaira 2.0.1 -Kluftstatistikprogramm. Salzburg.

**PRIEST, S. D. & HUDSON, J. A. (1976):** Discontinuity spacings in rock. In: International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences and, 13 (5): 135–148.

**RASCH, D. et al. (1992):** Statistische Versuchsplanung. -Einführung in die Methoden und Anwendung des Dialogsystems CADEMO. Stuttgart u.a: Fischer.

**RICHARDS, L. R. (1975):** The shear strength of joints in weathered rock. - (PhD Thesis). University of London, London. Imperial College.

**RICHTER, C. (1935):** An instrumental earthquake magnitude scale. In: Bulletin of the Seismological Society of America, 25 (1): 1–32.

**ROMANA, M. (1985):** New adjustment ratings for application of Bieniawski classification to slopes. In: Proc. Int. Symp. On the Role of Rock Mech.: 49–53.

- SACHPAZIS, C. I. (1990):** Correlating Schmidt hardness with compressive strength and Young's modulus of carbonate rocks. *In: Bull. Int. Assoc. Eng. Geol.*, 42: 75–83.
- SCHMIED, M. (2010):** Rekultivierungskonzepte an Bermen und Felsböschungen eines Kalksteinbruches im südlichen Niederösterreich. - (Unveröff. Dipl.-Arb.). *Univ. für Bodenkultur*, Wien, 2010.
- SCHWINGENSCHLÖGL, R. & ROCKENSCHAUB, M. (1990):** Ingenieurgeologische Charakterisierung zur Felsklassifizierung. *In: Straßenforschung*. BM F. WIRTSCHAFTL. ANGELEG. (HG.) (380).
- SOLOMOS, G. et al. (2008):** A review of the seismic hazard zonation in national building codes in the context of Eurocode 8. -Support to the implementation, harmonization and further development of the Eurocodes. JRC SCIENTIFIC AND TECHNICAL REPORTS, (HG.). *European Communities*.
- STEAD, D. et al. (2006):** Developments in the characterization of complex rock slope deformation and failure using numerical modelling techniques. *In: Eng. Geol.*, 83 (1-3): 217–235.
- THOREZ, J. (1975):** Phyllosilicates and clay minerals. -A laboratory handbook for their x-ray diffraction analysis. *Dison: Ed. Lelotte*.
- TOLLMANN, A. (1976):** Analyse des klassischen nordalpinen Mesozoikums. -Stratigraphie, Fauna u. Fazies d. nördlichen Kalkalpen. *Wien: Deuticke*.
- TRIBUTH, H. & LAGALY G. (1986):** Aufbereitung und Identifizierung von Boden- und Lagerstättentonen I. -Aufbereitung der Proben im Labor. *In: GIT Fachz. Lab.*, 30: 524–529.
- TUKEY, J. W. (1949):** Comparing individual means in the analysis of variance. *In: Biometrics*.
- VAN HUSEN, D. (1987):** Die Ostalpen in den Eiszeiten. *Wien: Geologische Bundesanstalt*.
- WHITTIG, L. D. (1965):** X-ray diffraction techniques for mineral identification and mineralogical identification. *1. Amer. Soc. Agron.*
- WILL, J. & KONIETZKY, H. (1998):** Neue Techniken der Numerik zur Berechnung von Felsböschungen. *In: Felsbau*, 16 (3): 155–167.
- WILSON, M. J. (1987):** A Handbook of determinative methods in clay mineralogy. *Glasgow and London: Blackie*.
- WITTKKE, W. et al. (1984):** Felsmechanik. -Grundlagen für wirtschaftliches Bauen im Fels. *Berlin, New York: Springer*.

## 10.1 Internetquellen

### **BUNDESAMT FUER EICH UND VEMESSUNGSWESEN (Hrsg.) (s.a.):**

- a) Österreichische Karte 1:200000 (ÖK 200). <http://www.austrianmap.at>. (2012-03-23).
- b) Österreichische Karte 1:50000 (ÖK 50). <http://www.austrianmap.at>. (2012-03-23).
- c) Österreichische Karte 1:50000 (ÖK 50). <http://www.austrianmap.at>. (2012-10-09).

### **BUNDESMINISTER FÜR ARBEIT, SOZIALES UND KONSUMENTENSCHUTZ (Hrsg.)**

(2010): Verordnung über den Schutz der Arbeitnehmer/innen bei der Durchführung von Arbeiten im Tagbau (Tagbauarbeitenverordnung – TAV). StF: BGBl. II Nr. 416/2010 .  
<http://www.ris.bka.gv.at>. (2012-04-16).

### **IBM (Hrsg.) (s.a.):** Produktinformationen zu IBM® SPSS® Statistics

<http://www-01.ibm.com/software/analytics/spss>. (2013-07-13)

### **PROCEQ (Hrsg.) (s.a.):** Broschüre SilverSchmidt ST/PC

<http://www.proceq.com>. (2012-07-21)

### **ROCSCIENCE INC. (Hrsg.) (s.a.):** RocLab 1.0 - Programm und Users Guide

<http://www.rocscience.com>. (2010-06-22)

### **TECHNISCHE UNIVERSITÄT CHEMNITZ (Hrsg.) (s.a.):**

<http://dict.tu-chemnitz.de/doc/calc.en.html>. (2012-07-30)

### **ZENTRALANSTALT FÜR METEOROLOGIE UND GEODYNAMIK (Hrsg.) (s.a.):**

[http://www.zamg.ac.at/cms/de/geophysik/erdbeben/erdbeben-in-oesterreich/copy\\_of\\_die-staerksten-erdbeben-in-oesterreich](http://www.zamg.ac.at/cms/de/geophysik/erdbeben/erdbeben-in-oesterreich/copy_of_die-staerksten-erdbeben-in-oesterreich). (2012-09-28)

# 11 Anhang

## 11.1 Geometrie der Böschung

### 11.1.1 Karten – Grundriss, Profile, Ansicht

Bei den Erstbegehungen der einzelnen Böschungsetagen wurden Skizzen der Ansichten angefertigt. Diese halfen bei einer ersten Abschätzung und bildeten die Grundlage für Überlegungen zur weiteren Vorgehensweise. (Abb. I bis III)

Aus dem Grundriss in Abbildung IV sind die Lage der Rutschung und der Profile ersichtlich. Die Kartengrundlage bildete die Tagbaukarte der Firma Wopfinger vom März 2012.

Es wurden sowohl durch die Rutschfläche, als auch vor und nach dieser Profilschnitte gelegt.

Die Abbildungen V bis VII stellen die Böschungsgeometrie im Profil dar. Sie sind das Ergebnis handschriftlicher Skizzen, Messungen und der Vergleiche mit Photographien vor Ort. Die Zeichnungen wurden mittels AutoCAD 2009 erstellt und dienen als Vorlage für die Profile im UDEC 4.01.

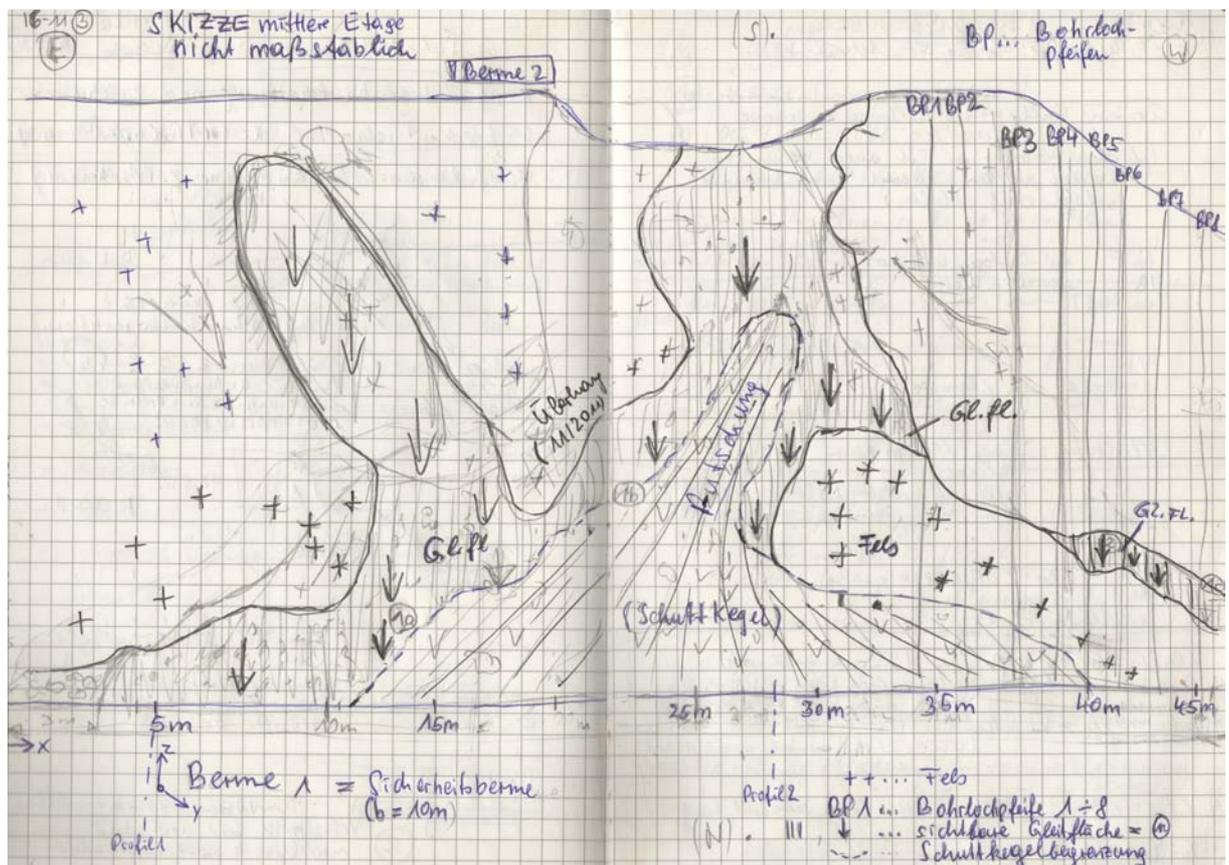


Abb. I: Ansichtsskizze mittlere Etage – November 2011

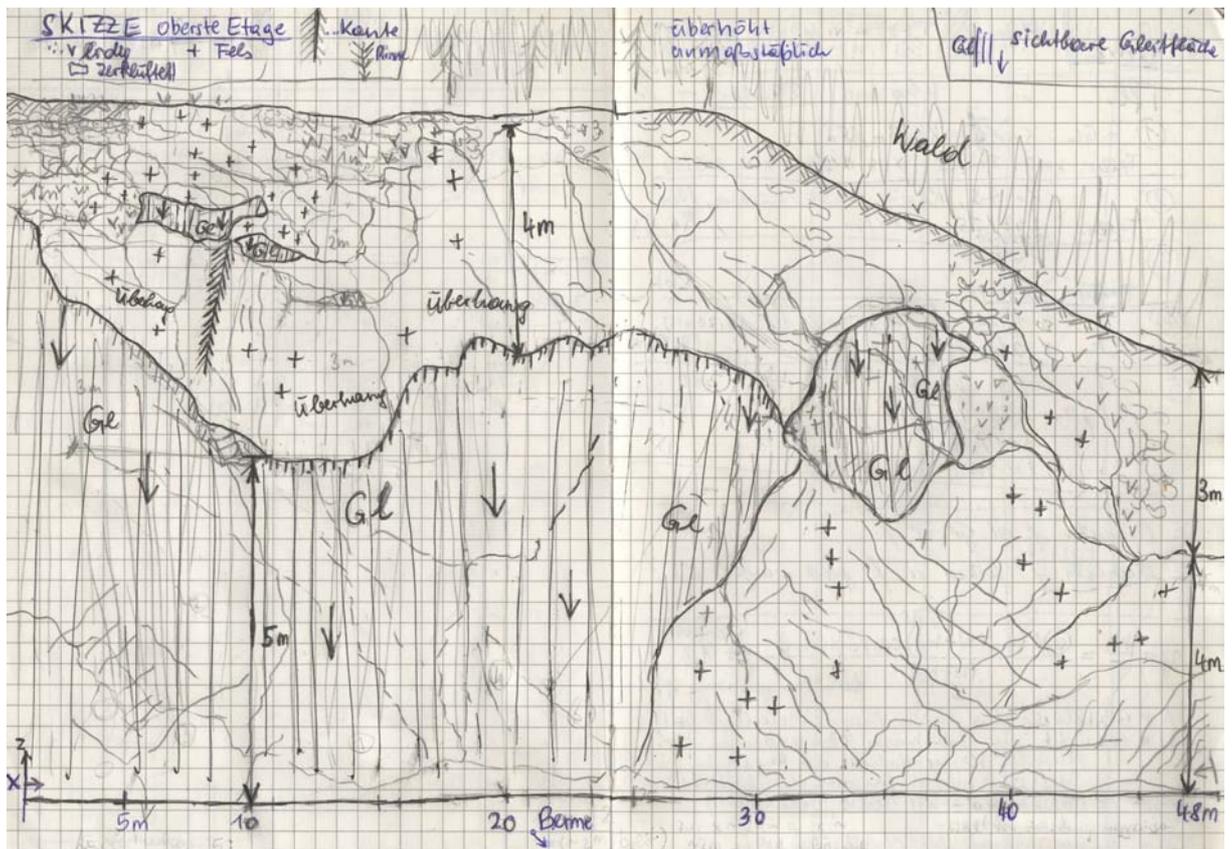


Abb. II: Ansichtsskizze obere Etage – November 2011

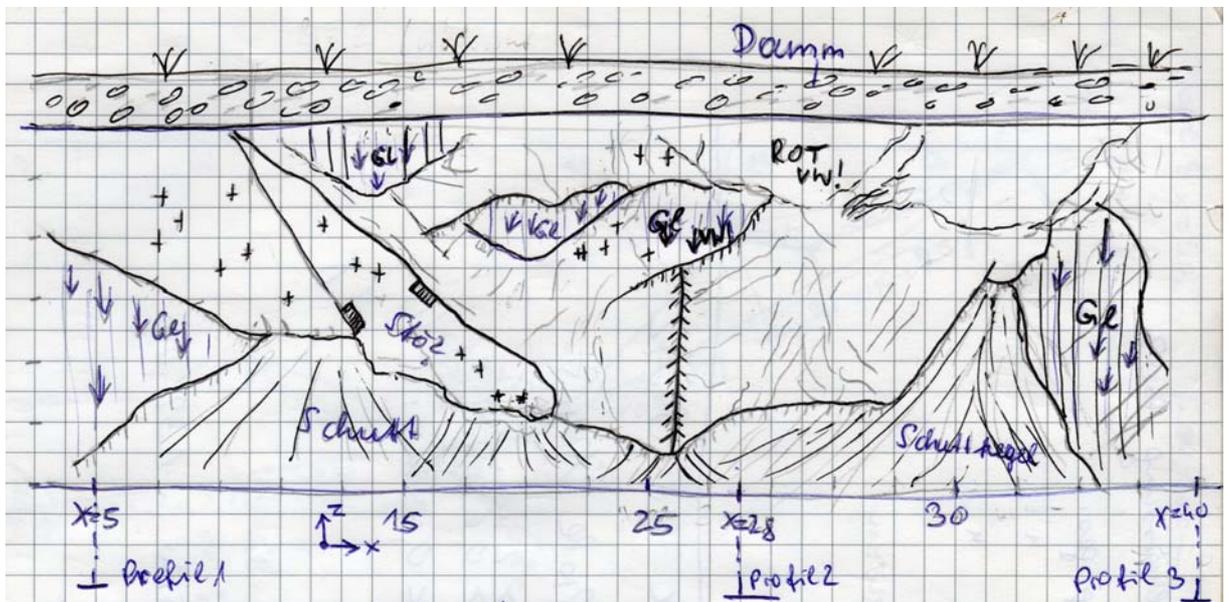


Abb. III: Ansichtsskizze untere Etage – Juli 2012



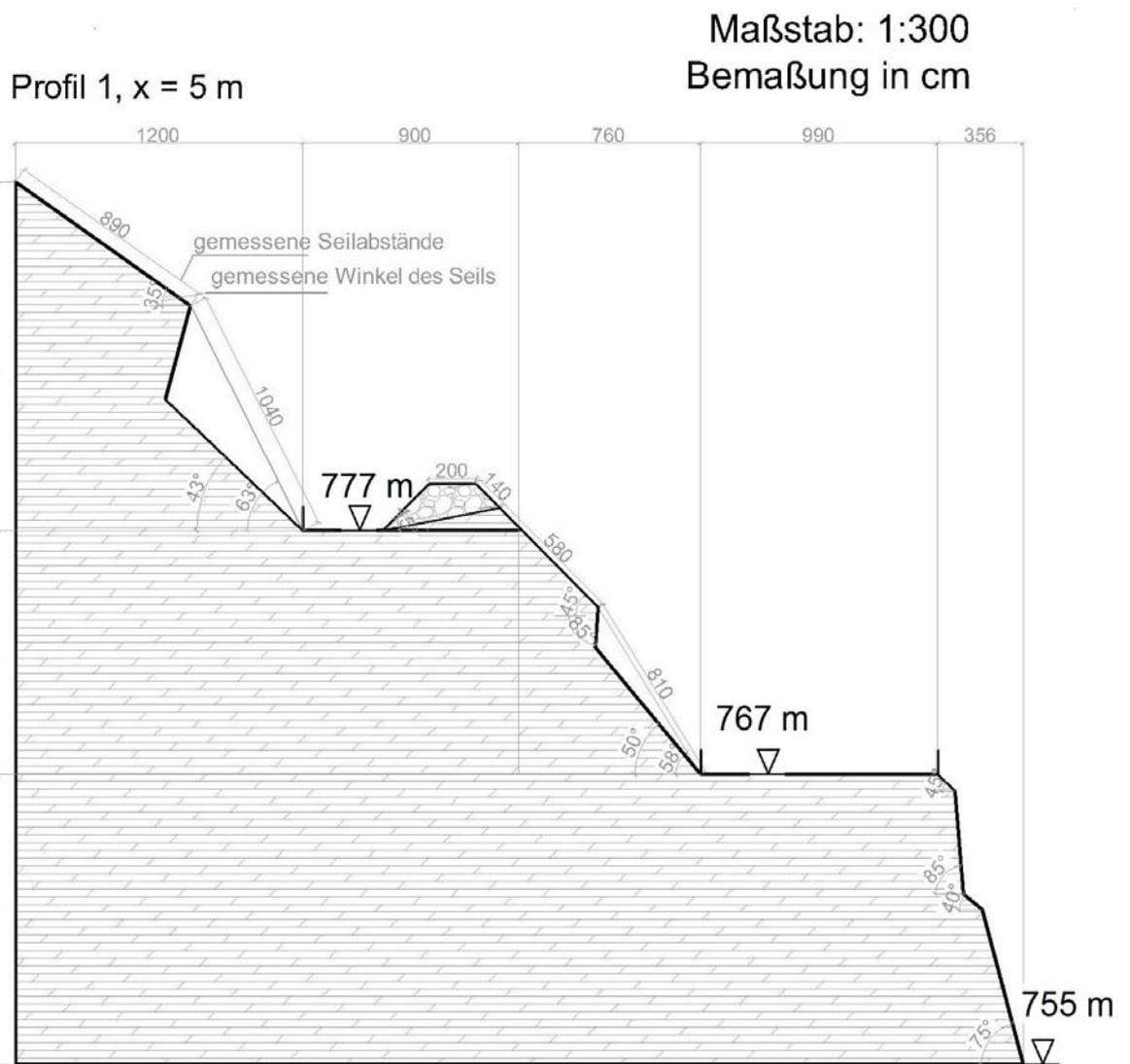


Abb. V: AutoCAD - Profil 1: AutoCAD - Profil 1

Profil 2, x=28 m - Rutschung

Maßstab: 1:300  
Bemaßung in cm

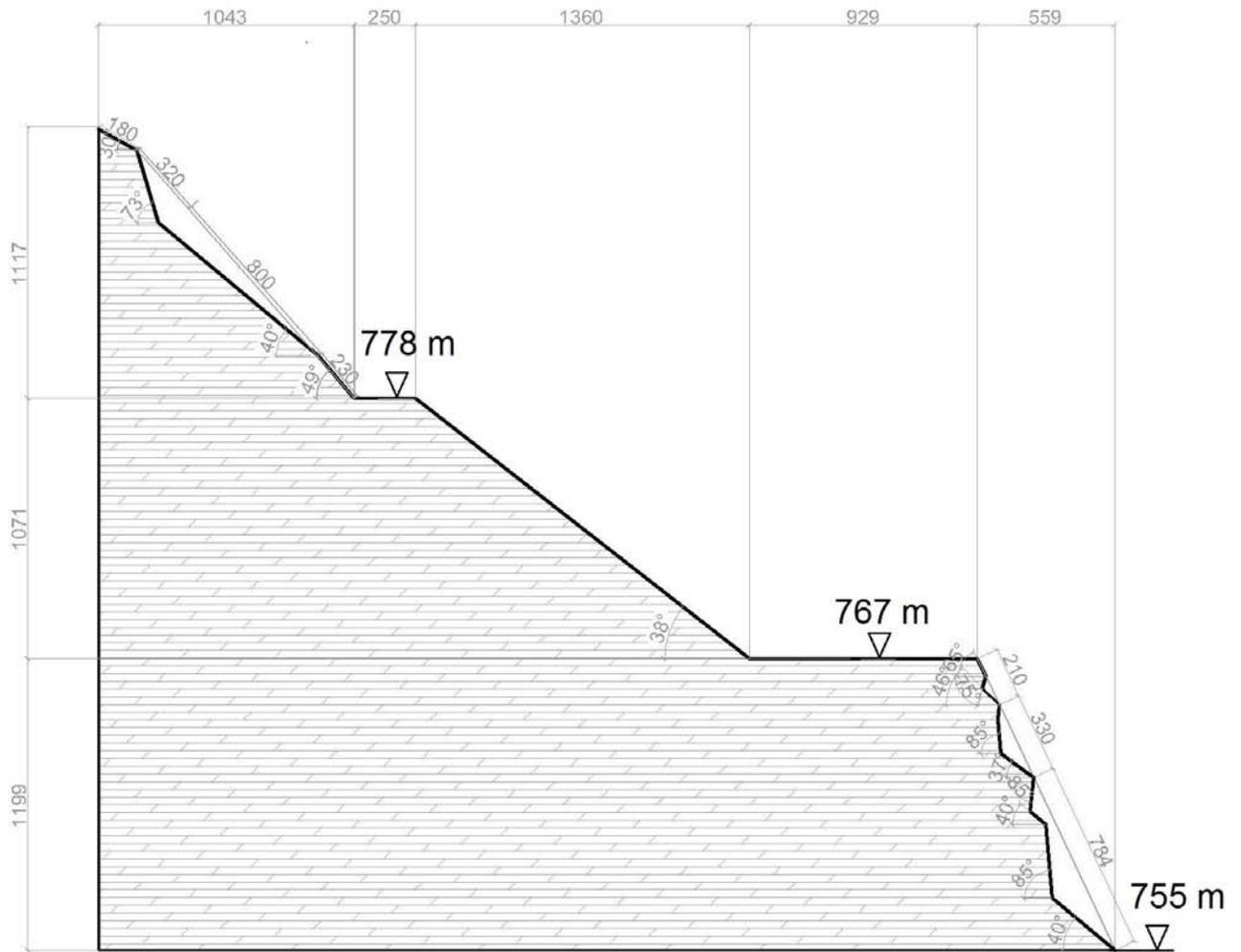


Abb. VI: AutoCAD - Profil 2

Profil 3, x=40 m

Maßstab: 1:300  
Bemaßung in cm

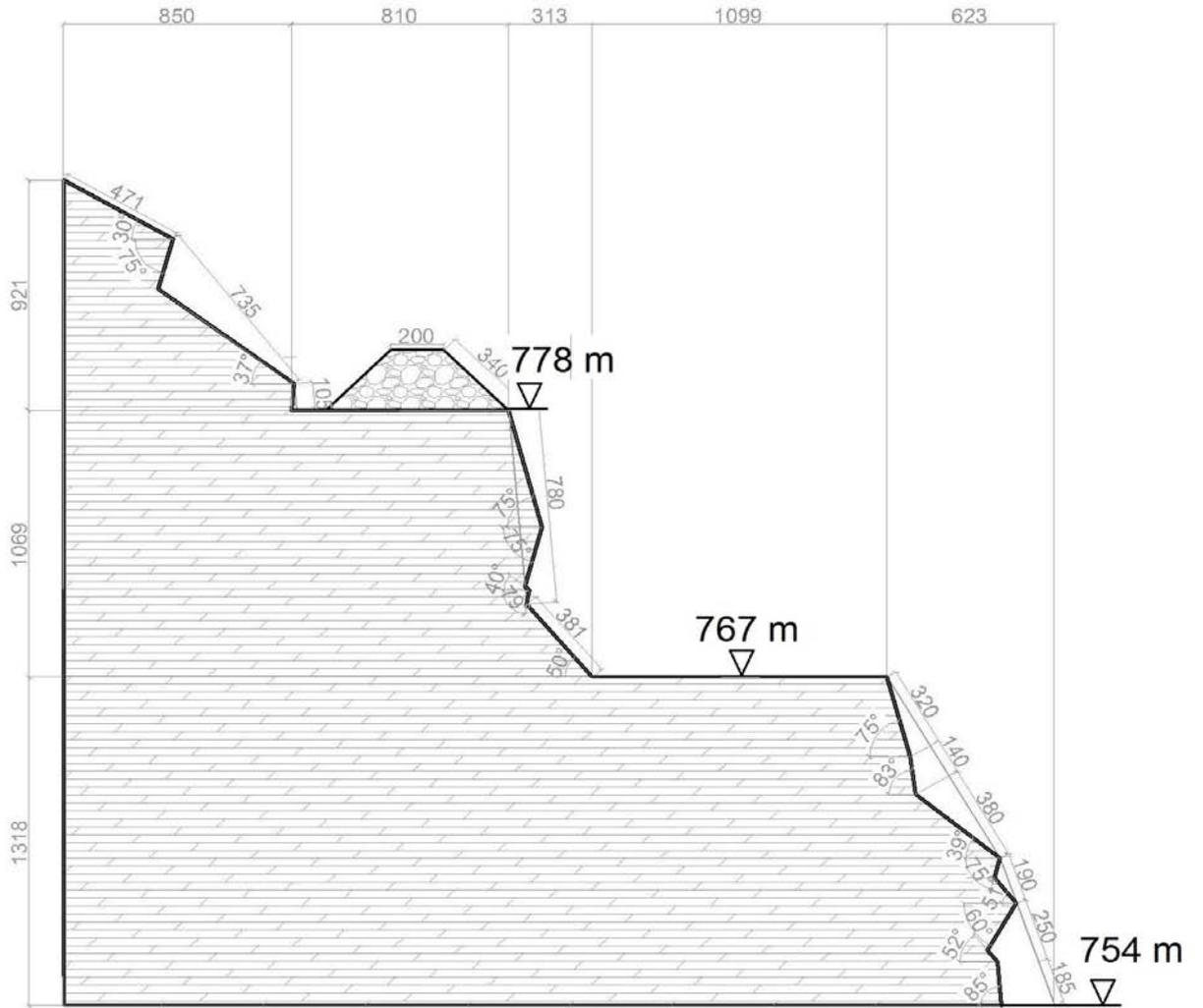


Abb. VII: AutoCAD - Profil 3

### **11.1.2 Feldaufnahmen zur Böschungs- und Trennflächengeometrie**

Im März und April 2012 wurden zunächst an der obersten und der mittleren der drei betrachteten Böschungsetagen im Untersuchungsabschnitt die maßgeblichen Fallwerte erhoben und Schmidt-Hammer-Werte an selbigen gemessen. Ferner wurden Gesteinsansprachen an den Kluftkörpern und den Trennflächen durchgeführt. Nach Auffinden und Darstellung dreier vermuteter Homogenbereiche in Form von drei Profilschnitten durch die obere, die mittlere und die untere Etage, ist auch im unteren Bereich mit der Aufnahme von Fallwerten begonnen worden. Letztlich hat sich herausgestellt, dass die Fallwerte in allen drei Ebenen ähnlich sind und dass es sich um drei Kluftscharen je Profil handelt. Im August wurden die bis dato erhobene Trennflächengeometrie auf die drei Profile umgelegt und die Messung je Profil in den drei Etagen um einige zusätzliche Fallwerte erweitert. Ferner sind auch die erhobenen Werte der Schmidt-Hammer-Versuche in den Tabellen dargestellt. Die erhobenen Daten sind in den nachfolgenden Tabellen dargestellt. (Tab. I – III)

Das Messprotokoll der Punktlastversuche ist der Tabelle IV zu entnehmen.

KS	Profil	x [m]	$\alpha$ [°]	$\beta$ [°]	Typ	Q [MPa]	KS	Profil	x [m]	$\alpha$ [°]	$\beta$ [°]	Typ	Q [MPa]	KS	Profil	x [m]	$\alpha$ [°]	$\beta$ [°]	Typ	Q [MPa]
1	1	4	335	40	<b>gf</b>	30,1	2	1	4	120	85	tf	49,2	3	1	-2	215	70	tf	27,6
1	1	0-8	336	50	<b>gf</b>	46,5	2	1	4	131	85	tf	29,1	3	1	-2	215	60	tf	
1	1	7	341	50	<b>gf</b>	46	2	1	0-8	131	55	tf		3	1	-2	216	80	tf	
1	1	5	342	40	<b>gf</b>		2	1	0-8	132	58	tf	40,7	3	1	-2	217	50	tf	42,4
1	1	9	342	60	<b>gf</b>		2	1	0-8	136	60	tf		3	1	-2	221	45	tf	
1	1	4	344	40	<b>gf</b>		2	1	1	139	60	tf		3	1	-2	221	62	tf	
1	1	8	346	35	<b>gf</b>		2	1	0-8	139	60	tf		3	1	-2	221	75	tf	
1	1	10	346	38	<b>gf</b>		2	1	0-8	140	78	tf		3	1	-2	221	70	tf	
1	1	5	348	40	<b>gf</b>	62,3	2	1	5-15	142	79	tf		3	1	-2	222	53	tf	48,8
1	1	8	348	58	<b>gf</b>		2	1	1	143	70	tf	38,1	3	1	-2	222	54	tf	
1	1	9	350	32	<b>gf</b>		2	1	2	143	90	tf		3	1	-2	224	65	tf	
1	1	11	350	45	<b>gf</b>		2	1	5-15	143	88	tf		3	1	-2	225	60	tf	
1	1	7	352	45	<b>gf</b>		2	1	5-15	145	82	tf	39,9	3	1	-2	225	45	tf	
1	1	8	352	35	<b>gf</b>		2	1	0-8	145	60	tf		3	1	-2	225	75	tf	
1	1	12	352	50	<b>gf</b>		2	1	5-15	146	72	tf		3	1	-2	226	53	tf	
1	1	7	353	36	<b>gf</b>		2	1	0-8	146	52	tf		3	1	0-8	227	85	tf	
1	1	7	353	45	<b>gf</b>		2	1	0	148	60	tf	28,2	3	1	0-8	235	55	tf	42
1	1	2-5	357	41	<b>gf</b>		2	1	2	149	65	tf		3	1	0-8	261	80	tf	52,7
1	1	0	358	40	<b>gf</b>		2	1	2	149	68	tf		<b>Böschung 358 67 bö -</b>						
1	1	10	359	40	<b>gf</b>	37,1	2	1	5-15	149	83	tf								
1	1	12	000	60	<b>gf</b>		2	1	0	150	65	tf	38,3							
1	1	8	002	34	<b>gf</b>	58,5	2	1	2	152	85	tf								
1	1	4	003	51	<b>gf</b>		2	1	2	154	70	tf								
1	1	0-8	003	58	<b>gf</b>		2	1	5-15	154	73	tf								
1	1	0-8	003	30	<b>gf</b>		2	1	3	156	90	tf								
1	1	0-8	004	55	<b>gf</b>		2	1	5-15	161	70	tf	45,2							
1	1	0-8	006	55	<b>gf</b>		2	1	0-8	135	65	tf	39,2							
1	1	4	010	46	<b>gf</b>	35,7														
1	1	0-8	011	58	<b>gf</b>															
1	1	2-5	013	40	<b>gf</b>															
1	1	2-5	015	42	<b>gf</b>															
1	1	2	018	52	<b>gf</b>															
1	1	2-5	024	40	<b>gf</b>	61,4														

Tab. I: erhobene Fallwerte und Rückprallwerte Q im Profil 1

KS	Profil	x [m]	$\alpha$ [°]	$\beta$ [°]	Typ	Q [MPa]	KS	Profil	x [m]	$\alpha$ [°]	$\beta$ [°]	Typ	Q [MPa]	KS	Profil	x [m]	$\alpha$ [°]	$\beta$ [°]	Typ	Q [MPa]
1	2	15	001	48	<b>gf</b>	44,9	2	2	20 – 35	132	70	tf	34,6	3	2	20 – 35	226	90	tf	
1	2	16	002	55	<b>gf</b>	46,5	2	2	0 – 8	137	60	tf		3	2	20 – 35	230	48	tf	
1	2	15	008	55	<b>gf</b>		2	2	2	139	75	tf		3	2	20 – 35	238	45	tf	
1	2	15	015	41	<b>gf</b>		2	2	20 – 35	141	60	tf		3	2	20 – 35	245	70	tf	23,2
1	2	20 – 35	024	45	<b>gf</b>	32,8	2	2	20 – 35	141	80	tf		3	2	20 – 35	230	90	tf	
1	2	20 – 35	027	45	<b>gf</b>		2	2	20 – 35	141	65	tf	41,5	3	2	20 – 35	230	55	tf	
1	2	13	030	30	<b>gf</b>		2	2	20	143	70	tf		3	2	20 – 35	235	60	tf	
1	2	23	030	40	<b>gf</b>	48,9	2	2	20	144	78	tf	41,4	3	2	20 – 35	280	75	tf	30
1	2	20 – 35	030	40	<b>gf</b>		2	2	20	144	70	tf		3	2	20 – 35	280	40	tf	
1	2	20 – 35	045	58	<b>gf</b>		2	2	5 – 15	144	80	tf		3	2	20 – 35	285	50	tf	55,5
1	2	23	050	40	<b>gf</b>		2	2	3	145	75	tf		3	2	20 – 35	290	35	tf	37,3
1	2	20 – 35	050	40	<b>gf</b>		2	2	20	144	72	tf		3	2	20 – 35	292	55	tf	41,4
1	2	13	090	45	<b>gf</b>	27,9	2	2	20 – 35	146	72	tf		<b>Böschung 358 67 bö -</b>						
1	2	13	100	31	<b>gf</b>		2	2	20	149	85	tf	30,4							
1	2	0 – 8	018	64	<b>gf</b>		2	2	20	149	60	tf								
1	2	2 – 5	023	40	<b>gf</b>		2	2	20	162	85	tf	30,3							
1	2	10	024	36	<b>gf</b>															

Tab. II: erhobene Fallwerte und Rückprallwerte Q im Profil 2

KS	Profil	x [m]	$\alpha$ [°]	$\beta$ [°]	Typ	Q [MPa]	KS	Profil	x [m]	$\alpha$ [°]	$\beta$ [°]	Typ	Q [MPa]	KS	Profil	x [m]	$\alpha$ [°]	$\beta$ [°]	Typ	Q [MPa]
1	3	34	330	60	<b>gf</b>	57,2	2	3	38 – 45	140	65	tf	47,1	3	3	38 – 45	238	70	tf	35
1	3	35	334	85	<b>gf</b>	50,8	2	3	38 – 45	146	65	tf	29	3	3	38 – 45	239	90	tf	
1	3	35	335	65	<b>gf</b>		2	3	38 – 45	150	62	tf	29,1	3	3	38 – 45	240	75	tf	
1	3	38 – 40	336	70	<b>gf</b>		2	3	38 – 45	168	70	tf	32,1	3	3	38 – 45	248	80	tf	43,6
1	3	38 – 45	341	50	<b>gf</b>		2	3	38 – 45	188	90	tf		3	3	38 – 45	260	70	tf	33,7
1	3	38 – 40	344	80	<b>gf</b>	50,6	2	3	38 – 45	195	60	tf		3	3	38 – 45	260	75	tf	
1	3	38 – 45	344	62	<b>gf</b>		2	3	38 – 45	196	75	tf		3	3	38 – 45	278	45	tf	39,6
1	3	38 – 45	345	38	<b>gf</b>		2	3	38 – 45	200	20	tf	51,6	3	3	38 – 45	280	60	tf	36,5
1	3	38 – 45	351	65	<b>gf</b>		2	3	38 – 45	203	55	tf		3	3	38 – 45	282	40	tf	
1	3	38 – 45	357	40	<b>gf</b>		2	3	38 – 45	212	80	tf	49	3	3	38 – 45	290	50	tf	
1	3	38 – 45	000	44	<b>gf</b>	49	2	3	38 – 45	215	90	tf		3	3	38 – 45	290	55	tf	
1	3	38 – 45	000	50	<b>gf</b>		2	3	38 – 45	216	70	tf		3	3	38 – 45	290	30	tf	
1	3	38 – 45	003	40	<b>gf</b>		2	3	38 – 45	217	74	tf		3	3	38 – 45	299	62	tf	31,3
1	3	38 – 45	008	45	<b>gf</b>									3	3	38 – 45	299	45	tf	41,3
1	3	45	010	38	<b>gf</b>	33,3								3	3	38 – 45	301	55	tf	
1	3	38 – 45	024	85	<b>gf</b>	40,6								3	3	38 – 45	304	38	tf	
1	3	45	040	42	<b>gf</b>	42,3								3	3	38 – 45	306	52	tf	50,7
1	3	38 – 45	055	40	<b>gf</b>									3	3	38 – 45	310	62	tf	33,2
														3	3	38 – 45	311	52	tf	
														3	3	38 – 40	311	80	tf	
														3	3	38 – 40	311	83	tf	38,2
														3	3	38 – 40	311	74	tf	
														3	3	38 – 40	311	80	tf	
														3	3	38 – 40	311	65	tf	
														3	3	38 – 40	312	80	tf	
														3	3	41	313	42	tf	61,5
														3	3	38 – 40	313	79	tf	
														3	3	38 – 40	318	77	tf	43,8

**Böschung 358 67 bö -**

Tab. III: erhobene Fallwerte und Rückprallwerte Q im Profil 3

Farbe	$l_{s,50}$
1	1,1
1	0,8
1	0,6
1	0,9
1	1,0
1	0,6
1	0,6
1	0,8
1	0,2
1	0,7
1	1,2
1	1,6
1	0,8
1	0,6
2	3,6
2	2,3
2	4,0
2	3,3
2	6,4
2	2,5
2	2,9
2	4,1
2	3,9
2	5,9
2	3,3
2	2,6
2	3,1
2	2,6
2	3,8
2	5,4
2	3,1
2	2,4

s	0,3
s	1,2
s <sup>2</sup>	0,1
s <sup>2</sup>	1,4
Mittelwert	0,8
Mittelwert	3,6

1 Mergel
2 mergeliger Kalk
1
2
1
2

Farbe	$l_{s,50}$
3	6,3
3	8,5
3	5,1
3	12,8
3	5,6
3	7,6
3	5,7
3	8,1
3	7,2
3	6,5
3	8,6
3	6,3
3	6,3
3	6,9
3	6,3
3	5,5
3	6,1
3	6,4
3	6,3
3	5,1
3	8,1
3	5,5
3	6,1
4	5,4
4	4,7
4	6,1
4	4,7
4	6,1
4	10,3
4	5,0
4	7,0
4	5,4
4	7,5
4	5,6
4	5,0
4	5,7
4	6,2
4	7,5
4	5,1
4	8,6
4	7,6
4	7,8
4	6,0

s	1,8
s	1,5
s <sup>2</sup>	3,3
s <sup>2</sup>	2,2
Mittelwert	6,6

3 grau
4 rosa
3
4
Kalk

Tab. IV: Messprotokoll Punktlastversuche – August 2012

### 11.1.3 UDEC 4.01 – Syntax der Modelle und der Simulationen

Um die Modellierung und Simulation im UDEC 4.01 übersichtlich zu gestalten, wurde die Syntax in .dat – Dateien geschrieben. Diese kann man in Text-Editoren erstellen und im .dat – Format speichern. So lassen sich die einzelnen Programmierungen der Modelle und Simulationen über den Befehl CALL bequem in UDEC 4.01 abrufen.

Nachstehend können Auszüge der Syntax, die für die Modellierungen und Simulationen angewandt wurde, nachgelesen werden. Die Varianten mit  $j_{c_{\text{mittel}}}$  unterscheiden sich von den abgebildeten Modellen mit  $j_{c_{\text{min}}} = 7 \text{ kPa}$  ( $j_c = 7e3$ ) nur in diesem einen Parameter und sind nicht extra angeführt. Vom Profil 3 (simuliert mit  $j_{c_{\text{mittel}}} = 130 \text{ kPa}$ ) können die Codes der untersuchten Modelle eingesehen werden. Die Zonierung für die Variante im Szenario 3 des Profils 3 erfolgte wie in den beiden anderen Profilen. Die Simulationen der Modelle unterscheiden sich in der Syntax lediglich in den geometrischen Randbedingungen, weshalb stellvertretend für alle Simulationen die Codes für das Profil 1 aufgelistet wurden.

#### 11.1.3.1 UDEC-Syntax der MODELLE

##### PROFIL 1 – Szenarien 1 bis 3

```
-----  
;erstellen der Geometrie Profil 1 (Szenario 1)  
;*****  
ro 0.1  
edge 0.3  
set plot jpg size 2500 1400  
set a4  
;*****  
;Geometrie Hang  
bl -10.0,-10.0 -10.31 -10,40.7 -3.3,38.5 46.1,23 80.9,12 118.9,0 150.7,-10 73.1,-10 54.5,-10  
;Geometrie Böschungskante  
cr -3.3,38.5 0.0,36.5  
cr 0.0,36.5 7.3,31.3  
cr 7.3,31.3 6.3,27.5  
cr 6.3,27.5 12.0,22.1  
cr 12.0,22.1 15.3,22.1  
cr 15.3,22.1 20.2,23.0  
cr 20.2,23.0 46.1,23.0  
cr 20.2,23.0 24.3,18.9  
cr 24.3,18.9 24.2,17.3  
cr 24.2,17.3 28.6,12.0  
cr 28.6,12.0 38.5,12.0  
cr 38.5,12.0 80.9,12.0  
cr 38.5,12.0 39.2,11.3  
cr 39.2,11.3 39.6,7.1  
cr 39.6,7.1 40.4,6.4  
cr 40.4,6.4 42.1,0  
cr 42.1,0 118.9,0  
;*****  
;Zuweisung und Erstellung Gesteinseigenschaften je Gebirgsregion  
;Hang und Böschung GE 1: gleiche Materialeigenschaften  
;Gestein auf Mohr-Coulomb-Modell ändern mit cons (für joints default)  
;b...Bulkmodul (N), coh...Kohäsion (N) fr...Reibungswinkel (°), di...Dilatationswinkel (°),  
;de...Dichte (N/m³), sh...Schubmodul (N)  
chan mat=2 range bl 202  
chan mat=6 range bl 709  
chan mat=6 range bl 1749  
chan mat=6 range bl 2540  
prop mat=2 b=66e9 coh=26e6 fr=57 di=14 de=2752 sh=29e9  
prop mat=6 b=66e9 coh=26e6 fr=57 di=14 de=2752 sh=29e9
```

```

change cons=3
;Ausdruck Profil 1 Hang und Böschungskante (ohne Kluftscharen)
set plot jpg bw
title
Geometrie Profil 1 - Sz.1: Mat2 = Mat6 = GE1, Ausbruchblöcke nummeriert
pl hold bl num
;Speichern Geometrie ohne KS als .jpg
copy c:\UDEC\Ausw1\udeceinschnitt11.jpg
*****
;Geometrie Kluftscharen je Region (jreg)
;jreg 3: abgebauter Hang - TG1
jreg id 3 70,-10 38.5,12 3.9,36.5 150.7,-10
jset -35.0,0 26.0,0 4.4,0 6.5,0 range jreg 3
jset 57.0,0 20.0,0 2.5,0 2,0 range jreg 3
jset 45.0,0 20.0,0 2.5,0 3,0 range jreg 3
;-----
;jreg 1 u. 2: Böschung - TG2
jreg id 1 -10,-10 -10,18 15.7,0 30,-10
jreg id 2 30,-10 -10,18 -10,46 70,-10
jset -35.0,0,0 13.0,0 2.9,0 3.2,0,4 range jreg 1
jset 57.0,0,0 10.0,0 0.5,0 0.8,0 range jreg 1
jset 45.0,0,0 10.0,0 0.5,0 1.6,0 range jreg 1
jset -35.0,0,0 13.0,0 2.9,0 3.2,0,4 range jreg 2
jset 57.0,0,0 10.0,0 0.5,0 0.8,0 range jreg 2
jset 45.0,0,0 10.0,0 0.5,0 1.6,0 range jreg 2
*****
set plot jpg color
;erstellen Klufteigenschaften - KE1
;jc...Kohäsion (N), jf...Reibungswinkel (°), jd...Dilatationswinkel (°),
;jkn...Kluftnormalsteifigkeit (N), jks...Kluftschersteifigkeit (N)
chan jmat=2 range angle -36,-34
chan jmat=5 range angle 56,58
chan jmat=6 range angle 44,46
prop jmat=2 jc=7e3 jf=26 jd=7 jkn=20e9 jks=8e9
prop jmat=5 jc=0 jf=23 jd=6 jkn=63e9 jks=24e9
prop jmat=6 jc=0 jf=24 jd=6 jkn=39e9 jks=15e9
;Ausdruck Profil 3 nach Abbau
title
Profil 1, Sz. 1 - KE1; Hang GE2 u. TG1 / Bö GE1 u. TG2
pl hold bl mat fil
copy c:\UDEC\Ausw1\udecprofil11_HangBö.jpg

;-----
;erstellen der Geometrie Profil 1 (Szenario 2)
*****
ro 0.01
edge 0.2
set plot jpg size 2500 1400
set a4
*****
;Geometrie Hang
bl -10.0,-10.0 -10,31 -10,40.7 -3.3,38.5 46.1,23 80.9,12 118.9,0 150.7,-10 73.1,-10 54.5,-10
;Geometrie Böschungskante
cr -3.3,38.5 0.0,36.5
cr 0.0,36.5 7.3,31.3
cr 7.3,31.3 6.3,27.5
cr 6.3,27.5 12.0,22.1
cr 12.0,22.1 15.3,22.1
cr 15.3,22.1 20.2,23.0
cr 20.2,23.0 46.1,23.0
cr 20.2,23.0 24.3,18.9
cr 24.3,18.9 24.2,17.3
cr 24.2,17.3 28.6,12.0
cr 28.6,12.0 38.5,12.0
cr 38.5,12.0 80.9,12.0
cr 38.5,12.0 39.2,11.3
cr 39.2,11.3 39.6,7.1
cr 39.6,7.1 40.4,6.4
cr 40.4,6.4 42.1,0
cr 42.1,0 118.9,0
*****
;Zuweisung und Erstellung Gesteinseigenschaften je Gebirgsregion
;Hang GE 1, Böschung GE2
chan mat=2 range bl 202
chan mat=6 range bl 709
chan mat=6 range bl 1749
chan mat=6 range bl 2540

```

```

prop mat=2 b=58e9 coh=23e6 fr=54 di=9 de=2752 sh=25e9
prop mat=6 b=66e9 coh=26e6 fr=57 di=14 de=2752 sh=29e9
change cons=3
;Ausdruck Profil 1 Hang und Böschungskante (ohne Klufscharen)
title
Geometrie Profil 1: Mat2 (Bö) GE2, Mat6 (Hang) GE1
pl hold bl num
;Speichen Geometrie ohne KS als .jpg
copy c:\UDEC\Ausw1\udeceinschnitt12.jpg
.*****
;Geometrie Klufscharen je Region (jreg)
;jreg 3: abgebauter Hang - TG1
jreg id 3 70,-10 38.5,12 3.9,36.5 150.7,-10
jset -35.0,0 26.0,0 4.4,0 6.5,0 range jreg 3
jset 57.0,0 20.0,0 2.5,0 2,0 range jreg 3
jset 45.0,0 20.0,0 2.5,0 3,0 range jreg 3
;-----
;jreg 1 Böschung ungestört - TG2
jreg id 1 -10,-10 -10,18 15.7,0 30,-10
jset -35.0,0,0 13.0,0 2.9,0 3.2,0,4 range jreg 1
jset 57.0,0,0 10.0,0 0.5,0 0.8,0 range jreg 1
jset 45.0,0,0 10.0,0 0.5,0 1.6,0 range jreg 1
;-----
;jreg 2 Böschung gestört - TG3
jreg id 2 30,-10 -10,18 -10,46 70,-10
jset -35.0,0,0 13.0,0 1.5,0 2.7,0 range jreg 2
jset 57.0,0,0 10.0,0 0.5,0 0.8,0 range jreg 2
jset 45.0,0,0 10.0,0 0.5,0 1.6,0 range jreg 2
.*****
;erstellen Gesteins- und Klufteigenschaften - KE2
chan jmat=2 range angle -36,-34
chan jmat=5 range angle 56,58
chan jmat=6 range angle 44,46
prop jmat=2 jc=7e3 jf=24 jd=3 jkn=24e9 jks=9e9
prop jmat=5 jc=0 jf=22 jd=3 jkn=26e9 jks=10e9
prop jmat=6 jc=0 jf=23 jd=3 jkn=32e9 jks=12e9
;Ausdruck Profil 3 nach Abbau
title
Profil 1 - Sz2: KE2; Hang GE1, reg3: TG1 / Bö GE2, reg1: TG2, reg2: TG3
pl hold bl mat fil
copy c:\UDEC\Ausw1\udecprofil12_HangBö.jpg

;-----
;erstellen der Geometrie Profil 1 (Szenario 3)
.*****
ro 0.01
edge 0.2
set plot jpg size 2500 1400
set a4
.*****
;Geometrie Hang
bl -10.0,-10.0 -10,31 -10,40.7 -3.3,38.5 46.1,23 80.9,12 118.9,0 150.7,-10 73.1,-10 54.5,-10
;Geometrie Boeschungskante
cr -3.3,38.5 0.0,36.5
cr 0.0,36.5 7.3,31.3
cr 7.3,31.3 6.3,27.5
cr 6.3,27.5 12.0,22.1
cr 12.0,22.1 15.3,22.1
cr 15.3,22.1 20.2,23.0
cr 20.2,23.0 46.1,23.0
cr 20.2,23.0 24.3,18.9
cr 24.3,18.9 24.2,17.3
cr 24.2,17.3 28.6,12.0
cr 28.6,12.0 38.5,12.0
cr 38.5,12.0 80.9,12.0
cr 38.5,12.0 39.2,11.3
cr 39.2,11.3 39.6,7.1
cr 39.6,7.1 40.4,6.4
cr 40.4,6.4 42.1,0
cr 42.1,0 118.9,0
;Ausdruck Profil 1 Hang und Böschungskante (ohne Klufscharen)
set plot jpg bw
title
Geometrie Hang und Boeschung Profil 1
pl hold bl num
;Speichen Geometrie ohne KS als .jpg
copy c:\UDEC\Ausw1\udeceinschnitt13.jpg

```

```

*****
;
;Zuweisung und Erstellung Gesteinseigenschaften je Gebirgsregion
;Hang ungestört GE2, Böschung gestört GE3
;Gestein auf Mohr-Coulomb-Model ändern mit cons (für joints default)
;b...Bulkmodul (N), coh...Kohäsion (N) fr...Reibungswinkel (°), di...Dilatationswinkel (°),
;de...Dichte (N/m³), sh...Schubmodul (N)
chan mat=2 range bl 202
chan mat=6 range bl 709
chan mat=6 range bl 1749
chan mat=6 range bl 2540
prop mat=2 b=35e9 coh=11e6 fr=30 di=2 de=2752 sh=15e9
prop mat=6 b=58e9 coh=23e6 fr=54 di=9 de=2752 sh=25e9
change cons=3
*****
;
;Geometrie Kluftscharen je Region (jreg)
;jreg 3: abgebauter Hang - TG1
jreg id 3 70,-10 38.5,12 3.9,36.5 150.7,-10
jset -35.0,0 26.0,0 4.4,0 6.5,0 range jreg 3
jset 57.0,0 20.0,0 2.5,0 2,0 range jreg 3
jset 45.0,0 20.0,0 2.5,0 3,0 range jreg 3
;-----
;jreg 1 Böschung ungestört - TG2
jreg id 1 -10,-10 -10,18 15.7,0 30,-10
jset -35.0,0,0 13.0,0 2.9,0 3.2,0,4 range jreg 1
jset 57.0,0,0 10.0,0 0.5,0 0.8,0 range jreg 1
jset 45.0,0,0 10.0,0 0.5,0 1.6,0 range jreg 1
;-----
;jreg 2 Böschung gestört - TG3
jreg id 2 30,-10 -10,18 -10,46 70,-10
jset -35.0,0,0 13.0,0 1.5,0 2.7,0 range jreg 2
jset 57.0,0,0 10.0,0 0.5,0 0.8,0 range jreg 2
jset 45.0,0,0 10.0,0 0.5,0 1.6,0 range jreg 2
;
set plot jpg color
;erstellen Gesteins- und Klufteigenschaften - Szenario 3
;jc...Kohäsion (N), jf...Reibungswinkel (°), jd...Dilatationswinkel (°),
;jkn...Kluftnormalsteifigkeit (N), jks...Kluftschersteifigkeit (N)
chan jmat=2 range angle -36,-34
chan jmat=5 range angle 56,58
chan jmat=6 range angle 44,46
prop jmat=2 jc=7e3 jf=21 jd=1 jkn=22e9 jks=8e9
*****
;Anm.: Variationen mit mittlerer Kluftkohäsion in allen drei Szenarien hier:
;prop jmat=2 jc=3e4 (jf, jd, jkn, jks bleibt gleich)
*****
prop jmat=5 jc=0 jf=21 jd=1 jkn=9e9 jks=3e9
prop jmat=6 jc=0 jf=21 jd=1 jkn=9e9 jks=4e9
;Ausdruck Profil 3 nach Abbau
title
Profil 1 - Sz. 3: KE3, Hang GE2, TG1 / Bö GE3, reg1 TG2, reg2 TG3
pl hold bl mat fil
copy c:\UDEEC\Ausw1\udecprofil13_HangBö.jpg

```

### Profil 2, Szenarien 1 bis 3

```

;-----
;erstellen der Geometrie des Profils 2 (Szenario 1)
*****
ro 0.1
edge 0.3
set plot jpg size 2500 1400
set a4
*****
;
;Geometrie Hang
bl -10.0,-10.0 -10,28.2 -10,38.0 -3.6,36 38.5,22.7 72.4,12.0 110.5,0 142.2,-10 72,-10 52.8,-10
;Geometrie Böschungskante
cr -3.6,36 0.0,33.8
cr 0.0,33.8 1.6,32.9
cr 1.6,32.9 2.4,29.9

```

```

cr 2.4,29.9 9.0,24.5
cr 9.0,24.5 10.4,22.7
cr 10.4,22.7 12.9,22.7
cr 12.9,22.7 38.5,22.7
cr 12.9,22.7 26.5,12.0
cr 26.5,12.0 35.8,12.0
cr 35.8,12.0 72.4,12.0
cr 35.8,12.0 36.7,10.1
cr 36.7,10.1 36.8,8.1
cr 36.8,8.1 38.1,7.1
cr 38.1,7.1 38.0,5.7
cr 38.0,5.7 38.6,5.2
cr 38.6,5.2 38.9,2.2
cr 38.9,2.2 41.4,0
cr 41.4,0 110.5,0
;*****
;Zuweisung und Erstellung Gesteinseigenschaften je Gebirgsregion
;Hang ungestört, Böschung gestört - GE 1: gleiche Materialeigenschaften
chan mat=2 range bl 202
chan mat=6 range bl 709
chan mat=6 range bl 1663
chan mat=6 range bl 2352
prop mat=2 b=66e9 coh=26e6 fr=57 di=14 de=2752 sh=29e9
prop mat=6 b=66e9 coh=26e6 fr=57 di=14 de=2752 sh=29e9
change cons=3
;Ausdruck Profil 2 Hang und Böschungskante (ohne Klufscharen)
set plot jpg bw
title
Geometrie Profil 2
pl hold bl num
;Speichen Geometrie ohne KS als .jpg
copy c:\UDECAusw2\udeceinschnitt21.jpg
set plot jpg color
pl hold bl mat fil
;*****
;Geometrie Klufscharen je Region (jreg)
;jreg 3: abgebauter Hang - TG1
jreg id 3 72.9,-10 1.6,32.9 -3.6,36 142.2,-10
jset -31.0,0 22.0,0 3.7,0 4.9,0 range jreg 3
jset 88.0,0 20.0,0 2.5,0 2.8,0 range jreg 3
jset 70.0,0 20.0,0 2.5,0 2,0 range jreg 3
;jreg 1: ungestörter unterer Böschungsbereich - TG1
jreg id 1 -10,-10 -10,0 -10,24 30,-10
jset -31.0,0 22.0,0 3.7,0 4.9,0 range jreg 1
jset 88.0,0 20.0,0 2.5,0 2.8,0 range jreg 1
jset 70.0,0 20.0,0 2.5,0 2,0 range jreg 1
;-----
;jreg 1 u. 2: Böschung - TG2
jreg id 2 30,-10 -10,24 -10,39.8 72.9,-10
jset -31.0,0 11.0,0 2.5,0 2.4,0.2 range jreg 2
jset 88.0,0 10.0,0 0.5,0 1.4,0 range jreg 2
jset 70.0,0 10.0,0 0.5,0 0.8,0 range jreg 2
;*****
;erstellen Klufteigenschaften - KE1
chan jmat=2 range angle -32,-30
chan jmat=5 range angle 69,71
chan jmat=6 range angle 87,89
prop jmat=2 jc=3e4 jf=26 jd=7 jkn=35e9 jks=13e9
prop jmat=5 jc=0 jf=23 jd=6 jkn=63e9 jks=22e9
prop jmat=6 jc=0 jf=24 jd=6 jkn=93e9 jks=36e9
;Ausdruck Profil 2 nach Abbau
title
Profil 2, Sz.1 - KE1, GE1; Bö.(jreg1 u.2): TG2, Hang(jreg3): TG1
pl hold bl mat fil
copy c:\UDECAusw2\udecprofil21.jpg

;-----
;erstellen der Geometrie des Profils 2 (Szenario 2)
;*****
ro 0.05
edge 0.2
set plot jpg size 2500 1400
set a4
;*****
;Geometrie Hang
bl -10.0,-10.0 -10,28.2 -10,38.0 -3.6,36 38.5,22.7 72.4,12.0 110.5,0 142.2,-10 72,-10 52.8,-10
;Geometrie Böschungskante

```

```

cr -3.6,36 0.0,33.8
cr 0.0,33.8 1.6,32.9
cr 1.6,32.9 2.4,29.9
cr 2.4,29.9 9.0,24.5
cr 9.0,24.5 10.4,22.7
cr 10.4,22.7 12.9,22.7
cr 12.9,22.7 38.5,22.7
cr 12.9,22.7 26.5,12.0
cr 26.5,12.0 35.8,12.0
cr 35.8,12.0 72.4,12.0
cr 35.8,12.0 36.7,10.1
cr 36.7,10.1 36.8,8.1
cr 36.8,8.1 38.1,7.1
cr 38.1,7.1 38.0,5.7
cr 38.0,5.7 38.6,5.2
cr 38.6,5.2 38.9,2.2
cr 38.9,2.2 41.4,0
cr 41.4,0 110.5,0
*****
;
;Zuweisung und Erstellung Gesteinseigenschaften je Gebirgsregion
;Hang GE 1, Böschung GE2
chan mat=2 range bl 202
chan mat=6 range bl 709
chan mat=6 range bl 1663
chan mat=6 range bl 2352
prop mat=2 b=58e9 coh=23e6 fr=54 di=9 de=2752 sh=25e9
prop mat=6 b=66e9 coh=26e6 fr=57 di=14 de=2752 sh=29e9
change cons=3
;Ausdruck Profil 2 Hang und Böschungskante (ohne Klufscharen)
set plot jpg bw
title
Geometrie Hang und Boeschung Profil 2-sz2
pl bl num
;Speichen Geometrie ohne KS als .jpg
copy c:\UDEc\Ausw2\udeceinschnitt22.jpg
*****
;
;Geometrie Klufscharen je Region (jreg)
;jreg 3: abgebauter Hang - TG1
jreg id 3 72.9,-10 38.5,12 -3.6,36 142.2,-10
jset -31.0,0 22.0,0 3.7,0 4.9,0 range jreg 3
jset 88.0,0 20.0,0 2.5,0 2.8,0 range jreg 3
jset 70.0,0 20.0,0 2.5,0 2,0 range jreg 3
;-----
;jreg 1 Böschung ungestört - TG2
jreg id 1 -10,-10 -10,0 -10,24 30,-10
jset -31.0,0 11.0,0 2.5,0 2.4,0,2 range jreg 1
jset 88.0,0 10.0,0 0.5,0 1.4,0 range jreg 1
jset 70.0,0 10.0,0 0.5,0 0.8,0 range jreg 1
;-----
;jreg 2 Böschung gestört - TG3
jreg id 2 30,-10 -10,18 -10,39.8 70,-10
jset -31.0,0 11.0,0 1.2,0 2.3,0 range jreg 2
jset 88.0,0 10.0,0 0.5,0 1.4,0 range jreg 2
jset 70.0,0 10.0,0 0.5,0 0.8,0 range jreg 2
*****
;
;erstellen Gesteins- und Klufteigenschaften - KE2
chan jmat=2 range angle -32,-30
chan jmat=5 range angle 69,71
chan jmat=6 range angle 87,89
prop jmat=2 jc=3e4 jf=24 jd=3 jkn=33e9 jks=12e9
prop jmat=5 jc=0 jf=22 jd=3 jkn=26e9 jks=9e9
prop jmat=6 jc=0 jf=23 jd=3 jkn=38e9 jks=14e9
set plot jpg color
;Ausdruck Profil 2 nach Abbau
title
Profil 2 - Sz2: KE2; Hang GE1,TG1 / Bö GE2, jreg1: TG2, jreg2: TG3
pl hold bl mat fil
copy c:\UDEc\Ausw2\udecprofil22.jpg

;-----
;erstellen der Geometrie des Profils 2 (Szenario 3)
*****
ro 0.05
edge 0.2
set plot jpg size 2500 1400
set a4
*****
;

```

```

;Geometrie Hang
bl -10.0,-10.0 -10,28.2 -10,38.0 -3.6,36 38.5,22.7 72.4,12.0 110.5,0 142.2,-10 72,-10 52.8,-10
;Geometrie Böschungskante
cr -3.6,36 0.0,33.8
cr 0.0,33.8 1.6,32.9
cr 1.6,32.9 2.4,29.9
cr 2.4,29.9 9.0,24.5
cr 9.0,24.5 10.4,22.7
cr 10.4,22.7 12.9,22.7
cr 12.9,22.7 38.5,22.7
cr 12.9,22.7 26.5,12.0
cr 26.5,12.0 35.8,12.0
cr 35.8,12.0 72.4,12.0
cr 35.8,12.0 36.7,10.1
cr 36.7,10.1 36.8,8.1
cr 36.8,8.1 38.1,7.1
cr 38.1,7.1 38.0,5.7
cr 38.0,5.7 38.6,5.2
cr 38.6,5.2 38.9,2.2
cr 38.9,2.2 41.4,0
cr 41.4,0 110.5,0
*****
;Zuweisung und Erstellung Gesteinseigenschaften je Gebirgsregion
;Hang ungestört GE2, Böschung gestört GE3
chan mat=2 range bl 202
chan mat=6 range bl 709
chan mat=6 range bl 1663
chan mat=6 range bl 2352
prop mat=2 b=35e9 coh=11e6 fr=30 di=2 de=2752 sh=15e9
prop mat=6 b=58e9 coh=23e6 fr=54 di=9 de=2752 sh=25e9
change cons=3
;Ausdruck Profil 2 Hang und Böschungskante (ohne Klufscharen)
set plot jpg bw
title
Geometrie Hang und Boeschung Profil 2, Ausbruchbloecke nummeriert
pl bl num
;Speichen Geometrie ohne KS als .jpg
copy c:\UDEC\Ausw2\udeceinschnitt23.jpg
*****
;Geometrie Klufscharen je Region (jreg)
;jreg 3: abgebauter Hang - TG1
jreg id 3 72.9,-10 38.5,12 -3.6,36 142.2,-10
jset -31.0,0 22.0,0 3.7,0 4.9,0 range jreg 3
jset 88.0,0 20.0,0 2.5,0 2.8,0 range jreg 3
jset 70.0,0 20.0,0 2.5,0 2,0 range jreg 3
;-----
;jreg 1 Böschung ungestört - TG2
jreg id 1 -10,-10 -10,0 -10,24 30,-10
jset -31.0,0 11.0,0 2.5,0 2.4,0.2 range jreg 1
jset 88.0,0 10.0,0 0.5,0 1.4,0 range jreg 1
jset 70.0,0 10.0,0 0.5,0 0.8,0 range jreg 1
;-----
;jreg 2 Böschung gestört - TG3
jreg id 2 30,-10 -10,18 -10,39.8 70,-10
jset -31.0,0 11.0,0 1.2,0 2.3,0 range jreg 2
jset 88.0,0 10.0,0 0.5,0 1.4,0 range jreg 2
jset 70.0,0 10.0,0 0.5,0 0.8,0 range jreg 2
*****
;erstellen Klufteigenschaften - KE1
chan jmat=2 range angle -32,-30
chan jmat=5 range angle 69,71
chan jmat=6 range angle 87,89
prop jmat=2 jc=3e4 jf=21 jd=0 jkn=17e9 jks=6e9
prop jmat=5 jc=0 jf=21 jd=0 jkn=9e9 jks=3e9
prop jmat=6 jc=0 jf=21 jd=0 jkn=11e9 jks=4e9
set plot jpg color
;Ausdruck Profil 2 nach Abbau
title
Profil 2 - Sz. 3: KE3, Hang GE2, TG1 / Bö GE3, reg1 TG2, reg2 TG3
pl hold bl mat fil
copy c:\UDEC\Ausw2\udecprofil23.jpg

```

### Profil 3, Szenarien 1 bis 3

```
-----
;erstellen der Geometrie des Profils 3 (Szenario 1)
;*****
ro 0.01
edge 0.2
set plot jpg size 2500 1400
set a4
;*****
;Geometrie Hang
bl -10.0,-10.0 -10,31.4 -10,37.3 -4,35.4 5.1,32.5 32.6,23.9 66.5,13.2 108.3,0 140,-10 61.4,-10 44.8,-10
;Geometrie Böschungskante
cr -4,35.4 0.0,33.1
cr 0.0,33.1 4.1,30.7
cr 4.1,30.7 3.6,28.7
cr 3.6,28.7 8.6,24.9
cr 8.6,24.9 8.5,23.9
cr 8.5,23.9 16.6,23.9
cr 16.6,23.9 32.6,23.9
cr 16.6,23.9 17.9,19.2
cr 17.9,19.2 17.3,16.1
cr 17.3,16.1 19.7,13.2
cr 19.7,13.2 30.7,13.2
cr 30.7,13.2 66.5,13.2
cr 30.7,13.2 31.6,10.0
cr 31.6,10.0 31.8,8.5
cr 31.8,8.5 34.9,5.9
cr 34.9,5.9 34.7,5.1
cr 34.7,5.1 35.6,4.1
cr 35.6,4.1 34.5,2.2
cr 34.5,2.2 35.0,0
cr 35.0,0 108.3,0
;Ausdruck Profil 3 Hang und Böschungskante (ohne Kluftscharen)
set plot jpg bw
title
Geometrie Hang und Boeschung Profil 3, Ausbruchbloecke nummeriert
pl hold bl num
;Speichen Geometrie ohne KS als .jpg
copy c:\UDEC\Ausw3\udeceinschnitt31.jpg
;*****
;Zuweisung und Erstellung Gesteinseigenschaften
;Hang und Böschung beste Gesteinseigenschaften
;Gestein auf Mohr-Coulomb-Model aendern mit cons (für joints default)
chan mat=2 range bl 202
chan mat=6 range bl 730
chan mat=6 range bl 1768
chan mat=6 range bl 2685
prop mat=2 b=66e9 coh=26e6 fr=57 di=14 de=2752 sh=29e9
prop mat=6 b=66e9 coh=26e6 fr=57 di=14 de=2752 sh=29e9
change cons=3
;*****
;Geometrie Kluftscharen Hang u Bö
jset -45.0,0.0 15.0,0 3.4,0.0 4.5,0.5
jset 60.0,0.0 10.0,0 0.5,0 0.8,0
jset -30.0,0.0 10.0,0 0.5,0 0.9,0
;*****
set plot jpg color
;erstellen Klufteigenschaften - Szenario 1
chan jmat=2 range angle -46,-44
chan jmat=5 range angle 59,61
chan jmat=6 range angle -31,-29
prop jmat=2 jc=1.3e5 jf=26 jd=7 jkn=12e9 jks=5e9
prop jmat=5 jc=0 jf=23 jd=6 jkn=57e9 jks=22e9
prop jmat=6 jc=0 jf=24 jd=6 jkn=117e9 jks=45e9
;Ausdruck Profil 3 nach Abbau
title
Profil 3 - Szenario 1 vor dem Abbau (beste Mat.Eigenschaften: KE1 und GE1)
pl hold bl mat fil
copy c:\UDEC\Ausw3\udecprofil31_HangBö.jpg
```

```

;-----
;erstellen der Geometrie des Profils 3 (Szenario 2)
;*****
ro 0.1
edge 0.3
set plot jpg size 2500 1400
set a4
;*****
;Geometrie Hang
bl -10.0,-10.0 -10,31.4 -10,37.3 -4,35.4 5.1,32.5 32.6,23.9 66.5,13.2 108.3,0 140,-10 61.4,-10 44.8,-10
;Geometrie Böschungskante
cr -4,35.4 0.0,33.1
cr 0.0,33.1 4.1,30.7
cr 4.1,30.7 3.6,28.7
cr 3.6,28.7 8.6,24.9
cr 8.6,24.9 8.5,23.9
cr 8.5,23.9 16.6,23.9
cr 16.6,23.9 32.6,23.9
cr 16.6,23.9 17.9,19.2
cr 17.9,19.2 17.3,16.1
cr 17.3,16.1 19.7,13.2
cr 19.7,13.2 30.7,13.2
cr 30.7,13.2 66.5,13.2
cr 30.7,13.2 31.6,10.0
cr 31.6,10.0 31.8,8.5
cr 31.8,8.5 34.9,5.9
cr 34.9,5.9 34.7,5.1
cr 34.7,5.1 35.6,4.1
cr 35.6,4.1 34.5,2.2
cr 34.5,2.2 35.0,0
cr 35.0,0 108.3,0
;Ausdruck Profil 3 Hang und Böschungskante (ohne Klufscharen)
set plot jpg bw
title
Geometrie Hang und Boeschung Profil 3, Ausbruchbloecke nummeriert
pl hold bl num
;Speichen Geometrie ohne KS als .jpg
copy c:\UDEC\Ausw3\udeceinschnitt32.jpg
;*****
;Zuweisung und Erstellung Gesteinseigenschaften je Gebirgsregion
;Kalk beste Eigensch. (GE1): Hang / Kalk mittlere Eigensch. (GE2): Böschung
;Gestein auf Mohr-Coulomb-Model aendern mit cons (für joints default)
chan mat=2 range bl 202
chan mat=6 range bl 730
chan mat=6 range bl 1768
chan mat=6 range bl 2685
prop mat=2 b=58e9 coh=23e6 fr=54 di=9 de=2752 sh=25e9
prop mat=6 b=66e9 coh=26e6 fr=57 di=14 de=2752 sh=29e9
change cons=3
;*****
;Geometrie Klufscharen Hang u Bö (KE2)
jset -45.0,0.0 15.0,1.5 3.4,0.0 4.5,0.5
jset 60.0,0.0 10.0,0 0.5,0 0.8,0
jset -30.0,0.0 10.0,0 0.5,0 0.9,0
;*****
set plot jpg color
;erstellen Gesteins- und Klufteigenschaften - Szenario 2 (KE2)
;Gestein auf Mohr-Coulomb-Model aendern mit cons (für joints default)
chan jmat=2 range angle -46,-44
chan jmat=5 range angle 59,61
chan jmat=6 range angle -31,-29
prop jmat=2 jc=1.3e5 jf=24 jd=3 jkn=20e9 jks=8e9
prop jmat=5 jc=0 jf=22 jd=3 jkn=41e9 jks=16e9
prop jmat=6 jc=0 jf=23 jd=3 jkn=90e9 jks=34e9
;Ausdruck Profil 3 nach Abbau
title
Profil 3 - Szenario 2 (Bö.: GE2, Hang: GE1; Klüfte: KE2)
pl hold bl mat fil
copy c:\UDEC\Ausw3\udecprofil32_HangBö.jpg

```

```

-----
;erstellen der Geometrie des Profils 3 (Szenario 3)
;*****
ro 0.05
edge 0.2
set plot jpg size 2500 1400
set a4
;*****
;Geometrie Hang
bl -10.0,-10.0 -10,31.4 -10,37.3 -4,35.4 5.1,32.5 32.6,23.9 66.5,13.2 108.3,0 140,-10 61.4,-10 44.8,-10
;Geometrie Böschungskante
cr -4,35.4 0.0,33.1
cr 0.0,33.1 4.1,30.7
cr 4.1,30.7 3.6,28.7
cr 3.6,28.7 8.6,24.9
cr 8.6,24.9 8.5,23.9
cr 8.5,23.9 16.6,23.9
cr 16.6,23.9 32.6,23.9
cr 16.6,23.9 17.9,19.2
cr 17.9,19.2 17.3,16.1
cr 17.3,16.1 19.7,13.2
cr 19.7,13.2 30.7,13.2
cr 30.7,13.2 66.5,13.2
cr 30.7,13.2 31.6,10.0
cr 31.6,10.0 31.8,8.5
cr 31.8,8.5 34.9,5.9
cr 34.9,5.9 34.7,5.1
cr 34.7,5.1 35.6,4.1
cr 35.6,4.1 34.5,2.2
cr 34.5,2.2 35.0,0
cr 35.0,0 108.3,0
set plot jpg bw
;Ausdruck Profil 3 Hang und Böschungskante (ohne Kluftscharen)
set plot jpg bw
;*****
;Zuweisung und Erstellung Gesteinseigenschaften je Gebirgsregion
;Hang GE2-gut, Böschung GE3-mäßig (Eigenschaften mergeliger Kalk)
chan mat=2 range bl 202
chan mat=6 range bl 730
chan mat=6 range bl 1768
chan mat=6 range bl 2685
prop mat=2 b=35e9 coh=11e6 fr=30 di=2 de=2752 sh=15e9
prop mat=6 b=58e9 coh=23e6 fr=54 di=9 de=2752 sh=25e9
change cons=3
title
Profil 3: Hang (GE2 gut), Böschung = B1202 (GE3 mäßig); Ausbruchblöcke nummeriert
pl hold bl num
;Speichern Geometrie ohne KS als .jpg
copy c:\UDEc\Ausw3\udeceinschnitt33.jpg
;*****
;Geometrie Trennflächen Hang u Bö - g2, s2
jset -45.0,0.0 15.0,1.5 3.4,0.0 4.5,0.5
jset 60.0,0.0 10.0,0 0.5,0 0.8,0
jset -30.0,0.0 10.0,0 0.5,0 0.9,0
;*****
set plot jpg color
win auto
;erstellen Gesteins- und Kluftigenschaften - KE3 (mäßig)
;Gestein auf Mohr-Coulomb-Model aendern mit cons (für joints default)
chan jmat=2 range angle -46,-44
chan jmat=5 range angle 59,61
chan jmat=6 range angle -31,-29
prop jmat=2 jc=1.3e5 jf=21 jd=0 jkn=31e9 jks=12e9
prop jmat=5 jc=0 jf=21 jd=0 jkn=8e9 jks=3e9
prop jmat=6 jc=0 jf=21 jd=0 jkn=16e9 jks=6e9
;Ausdruck Profil 3 vorAbbau
title
Profil 3 - Szenario 3 (Bö.: GE3, Hang: GE2; Klüfte: KE3)
pl hold bl mat fil
copy c:\UDEc\Ausw3\udecprofil33_HangBö.jpg
-----

```

### 11.1.3.2 UDEC-Syntax der SIMULATIONEN

```
*****
;
;INITIALISIERUNG - AUSGANGSGLEICHGEWICHT Profil 1
;*****
set plot jpg size 2500 1400
set a4
;
;-----
;Zonierung der Klufkörper (automatic mesh generator)
gen edge 1.0
;Erdbeschleunigung_vertikal
set grav 0 -9.81
;
;-----
;Randbedingungen vor Erreichung Ausgangsgleichgewicht (initial equilibrium):
;Einspannung unterer (x0,x1 y0) und linker (x0 y0,y1) Rand
bound yvel 0 range -10,150.7 -11,-9
bound xvel 0 range -10,150.7 -11,-9
bound xvel 0 range -11,-9 -10,40.7
;Dämpfung für statische Analyse
damp local
;
;-----
;Rechnen, Aufzeichnung 1 "unbalanced force", Abbildung
hist unbal
solve cycle 30000
;
;-----
;Abbildungen
title
Profil 1 - Szenario 1: Ausgangsgleichgewicht ("unbalanced force history")
pl hist 1
copy c:\UDEC\Ausw1\udeclS11unbalforce.jpg
title
Profil 1 - Sz 1: Horizontalspannungen im Ausgangsgleichgewicht (jc=7kPa)
pl sxx fill bl
copy c:\UDEC\Ausw1\udeclS11stressh.jpg
title
Profil 1 - Sz 1: Vertikalspannungen im Ausgangsgleichgewicht (jc=7kPa)
pl syy fill bl
copy c:\UDEC\Ausw1\udeclS11stressv.jpg
title
Profil 1 - Sz 1: Verf. im Ausgangsgleichgewicht (jc=7kPa)
pl bl disp r fill
copy c:\UDEC\Ausw1\udeclS11verf.jpg
title
Profil 1 - Sz 1: Bereich spätere Böschungskante (jc=7kPa)
win 0,50 -2,45
pl bl disp r fill
copy c:\UDEC\Ausw1\udeclS11verfB.jpg
;
;-----
;Speichern des Profils im Equilibrium
save IS11jcmin.sav
call trles11jcmin.dat
;
*****
;
;ENTLASTUNGSSITUATION Profil 1
;*****
set plot jpg size 2500 1400
set a4
;
;-----
;Entfernung Abbaumaterial
delete range mat 6
win auto
;
;-----
bound xfree
bound yfree
;
;-----
;Anfangs- u. Randbelastung Stelle -10,-10
;sigma(vert)=gamma*h, gamma = 27000 N/m², h = 40,7 m
;sigma(horiz)=nü/(1-nü)*sigma(vert), nü = 0,31
;ygrad = sigma(horiz)/h
bound stress -4.9e5,0,0 ygrad 12.13e3,0,0 range -11,-9 0,40.7
;
;-----
;Einspannung Ränder
bound yvel 0 range -10,150.7 -11,-9
bound xvel 0 range -10,150.7 -11,-9
bound xvel 0 range -11,-9 -10,40.7
;
;-----
;Aufzeichnung max Geschwindigkeit
```

```

hist vmax
;-----
solve cycle 80000
;-----
;Abbildungen
title
Maximale Geschw. im Profil 1 - Szenario 1
pl hist 2
copy c:\UDECAusw1\udecES11vmax.jpg
title
Profil 1 - Sz 1: Vertikalspannungen nach Entlastung (jc=7kPa)
pl syy fill bl
copy c:\UDECAusw1\udecES11stressv.jpg
title
Profil 1 - Sz 1: Horizontalspannungen nach Entlastung (jc=7kPa)
pl sxx fill bl
copy c:\UDECAusw1\udecES11stressh.jpg
title
Profil 1 - Sz 1: unbalanced force history nach Entlastung (jc=7kPa)
pl hist 1
copy c:\UDECAusw1\udecES11unbalforce.jpg
title
Profil 1 - Sz 1: maximale Verformungen nach Entlastung (jc=7kPa)
pl bl disp r fill
copy c:\UDECAusw1\udecES11umax.jpg
title
Profil 1 - Sz 1: Verf. Böschungskante nach Entlastung (jc=7kPa)
win 0,50 -2,45
pl bl disp r fill
copy c:\UDECAusw1\udecES11verfB.jpg
;-----
;Speichern der Böschungssituation
save ES11jcmin.sav

```

### 11.1.3.3 **MODELLIERUNG – TESTMODELL, Profil 1, Szenario 1**

(angenommene Störung) um durch Verringerung der überlagerten Verschiebungsberechnungen Erdbebensimulation zu ermöglichen

```

;-----
;erstellen der Geometrie Profil 1 (Szenario 1)
;*****
ro 0.05
edge 0.2
set plot jpg size 2500 1400
set a4
;*****
;Geometrie Hang
bl -10.0,-10.0 -10,31 -10,40.7 -3.3,38.5 46.1,23 80.9,12 118.9,0 150.7,-10 73.1,-10 54.5,-10
;Geometrie Boeschungskante
cr -3.3,38.5 0.0,36.5
cr 0.0,36.5 7.3,31.3
cr 7.3,31.3 6.3,27.5
cr 6.3,27.5 12.0,22.1
cr 12.0,22.1 15.3,22.1
cr 15.3,22.1 20.2,23.0
cr 20.2,23.0 46.1,23.0
cr 20.2,23.0 24.3,18.9
cr 24.3,18.9 24.2,17.3
cr 24.2,17.3 28.6,12.0
cr 28.6,12.0 38.5,12.0
cr 38.5,12.0 80.9,12.0
cr 38.5,12.0 39.2,11.3
cr 39.2,11.3 39.6,7.1
cr 39.6,7.1 40.4,6.4
cr 40.4,6.4 42.1,0
cr 42.1,0 118.9,0
cr -3.3,38.5 25,0
cr 25,0 42.1,0
;Ausdruck Profil 1 Hang und Böschungskante (ohne Kluftscharen)
set plot jpg bw
title
Geometrie Hang und Boeschung Profil 1, Ausbruchbloecke nummeriert

```

```

pl hold bl num
;Speichen Geometrie ohne KS als .jpg
copy c:\UDEC\Ausw1\udeceinschnitt11.jpg
*****
;Zuweisung und Erstellung Gesteinseigenschaften je Gebirgsregion
;(rot=2: bl 3262-Oberflächenbereich, grün=6: bl 202,709,1749,2540 Kern und Hang)
chan mat=2 range bl 3262
chan mat=5 range bl 202
chan mat=6 range bl 709
chan mat=6 range bl 1749
chan mat=6 range bl 2540
prop mat=2 b=66e9 coh=26e6 fr=57 di=14 de=2752 sh=29e9
prop mat=5 b=66e9 coh=26e6 fr=57 di=14 de=2752 sh=29e9
prop mat=6 b=66e9 coh=26e6 fr=57 di=14 de=2752 sh=29e9
change cons=3
;Ausdruck Profil 1 nach Abbau
set plot jpg color
title
Profil 1 - Szenario 1: allgem. beste Mat.Eigenschaften
pl hold bl mat fil
copy c:\UDEC\Ausw1\udecprofil11_Mateigenschaften.jpg
*****
;Geometrie Klufscharen oberflächennah
hide mat 6
hide mat 5
jreg id 2 25,0 -3,3,38,5 25,22,1 60,0
jset -35,0,0,0 13,0,1,3 2,9,0,0 3,2,0,6 range jreg 2
jset 45,0,0,0 10,0,0 0,5,0,0 1,6,0,0 range jreg 2
jset 57,0,0,0 10,0,0 0,5,0,0 0,3,0,0 range jreg 2
;Geometrie Klufscharen im Gebirgsinneren (jreg 1) = im abgebauten Hang (jreg 3)
;range der Klufregionen kann nur über vier Eckpunkte definiert werden! - Vereinfachung
pl hold bl mat fil
show mat 6
show mat 5
hide mat 2
jreg id 1 -10,-10 -10,40,7 -3,3,38,5 30,-10
jreg id 3 30,-10 -3,3,38,5 46,1,23,0 150,7,-10
jset -35,0,0,0 13,0,1,3 2,9,0,0 9,0,3,9 range jreg 1
jset 57,0,0,0 10,0,0 0,5,0,0 2,5,0 range jreg 1
jset 45,0,0,0 10,0,0 0,5,0,0 6,4,0 range jreg 1
jset -35,0,0,0 13,0,1,3 2,9,0,0 9,0,3,9 range jreg 3
jset 57,0,0,0 10,0,0 0,5,0,0 2,5,0 range jreg 3
jset 45,0,0,0 10,0,0 0,5,0,0 6,4,0 range jreg 3
show mat 2
pl hold bl mat fil
*****
set plot jpg color
;erstellen Gesteins- und Klufteigenschaften - Szenario 1
chan jmat=2 range angle -36,-34
chan jmat=5 range angle 56,58
chan jmat=6 range angle 44,46
prop jmat=2 jc=0 jf=26 jd=7 jkn=20e9 jks=8e9
prop jmat=5 jc=0 jf=23 jd=6 jkn=198e9 jks=76e9
prop jmat=6 jc=0 jf=24 jd=6 jkn=39e9 jks=15e9
;Ausdruck Profil 3 nach Abbau
title
Profil 1 - Szenario 1 vor dem Abbau (beste Mat.Eigenschaften)
pl hold bl mat fil
copy c:\UDEC\Ausw1\udecprofil11_HangBö.jpg

```

### 11.1.3.4 SIMULATION – TESTMODELL, Profil 1, Szenario 1

```

*****
;INITIALISIERUNG - AUSGANGSGLEICHGEWICHT Profil 1
*****
set plot jpg size 2500 1400
set a4
-----
;Zonierung der Klufkörper (automatic mesh generator)
gen edge 1.0
;Erdbeschleunigung_vertikal
set grav 0 -9.81
-----
;Randbedingungen vor Erreichung Ausgangsgleichgewicht (initial equilibrium):
;Einspannung unterer (x0,x1 y0) und linker (x0 y0,y1) Rand

```

```

bound yvel 0 range -10,150.7 -11,-9
bound xvel 0 range -10,150.7 -11,-9
bound xvel 0 range -11,-9 -10,40.7
;Dämpfung für statische Analyse
damp local
;-----
;Rechnen, Aufzeichnung 1 "unbalanced force", Abbildung
hist unbal
solve cycle 14000
;-----
;Abbildungen
title
Profil 1 - Szenario 1: Ausgangsgleichgewicht ("unbalanced force history")
pl hold hist 1
copy c:\UDEC\Ausw1\udeclS11unbalforce.jpg
title
Profil 1 - Szenario 1: Verformungszustand im Ausgangsgleichgewicht
pl bl disp r fill hold
copy c:\UDEC\Ausw1\udeclS11verf.jpg
title
Profil 1 - Szenario 1: Horizontalspannungen im Ausgangsgleichgewicht
pl sxx fill bl hold
copy c:\UDEC\Ausw1\udeclS11stressh.jpg
title
Profil 1 - Szenario 1: Vertikalspannungen im Ausgangsgleichgewicht
pl syy fill bl hold
copy c:\UDEC\Ausw1\udeclS11stressv.jpg
;-----

;Speichern des Profils im Equilibrium
save slopeIS11_r.sav

.*****
;
;ENTLASTUNGSSITUATION Profil 1
.*****
;
set plot jpg size 2500 1400
set a4
;-----
;Entfernung Abbaumaterial
delete range mat 6
pl hold bl
;-----
bound xfree
bound yfree
;-----
;Anfangs- u. Randbelastung Stelle -10,-10
;sigma(vert)=gamma*h, gamma = 27000 N/m², h = 40,7 m
;sigma(horiz)=nü/(1-nü)*sigma(vert), nü = 0,22
;ygrad = sigma(horiz)/h
bound stress -4.9e5,0,0 ygrad 12.13e3,0,0 range -11,-9 0,40.7
;-----
;Einspannung Ränder
bound yvel 0 range -10,150.7 -11,-9
bound xvel 0 range -10,150.7 -11,-9
bound xvel 0 range -11,-9 -10,40.7
;-----
solve cycle 80000
;-----
;Abbildungen
title
Profil 1 - Szenario 1: maximale Verschiebungen nach Entlastung
pl bl disp r fill hold
copy c:\UDEC\Ausw1\udecES11umax.jpg
title
Profil 1 - Szenario 1: Vertikalspannungen nach Entlastung
pl syy fill bl hold
copy c:\UDEC\Ausw1\udecES11stressv.jpg
title
Profil 1 - Szenario 1: Horizontalspannungen nach Entlastung
pl sxx fill bl hold
copy c:\UDEC\Ausw1\udecES11stressh.jpg
title
Profil 1 - Szenario 1: unbalanced force history nach Entlastung
pl hold hist 1
copy c:\UDEC\Ausw1\udecES11unbalforce.jpg
;-----

```

```

;Speichern der Böschungssituation
save slopeES11.sav

;*****
;
;ERDBEBEN Profil 1 - Erdbeschleunigung von links
;*****
;
set plot jpg size 2500 1400
set a4
;-----
;
set grav 1 -9.81
bou yvisc range -10,150.7 -11,-9
bou xvisc range -10,150.7 -11,-9
bou xvisc range -11,-9 -10,40.7
;Dämpfung auf viskoses Verhalten umstellen
damp auto
;-----
;
solve cycle 80000
;-----
;Abbildungen
title
Profil 1 - Szenario 1: Verformungszustand nach Erdbeben
pl bl disp r fill hold
copy c:\UDEC\Ausw1\udecEB11verf.jpg
title
Profil 1 - Szenario 1: Horizontalspannungen nach Erdbeben
pl sxx fill bl hold
copy c:\UDEC\Ausw1\udecEB11stressh.jpg
title
Profil 1 - Szenario 1: Vertikalspannungen nach Erdbeben
pl syy fill bl hold
copy c:\UDEC\Ausw1\udecEB11stressv.jpg
title
Profil 1 - Szenario 1: unbalanced force history nach Erdbeben
pl hold hist 1
copy c:\UDEC\Ausw1\udecEB11unbalforce.jpg
;-----
;Speichern des Endergebnisses
save slopeEB11.sav

```

## 12      **Abbildungsverzeichnis**

Abb. 1: geographische Lage des Untersuchungsgebietes ( BUNDESAMT FÜR EICH- UND VERMESSUNGSWESEN, a, s.a.).....	1
Abb. 2: Lage Steinbruch im Wandergebiet (BUNDESAMT FÜR EICH- UND VERMESSUNGSWESEN, b, s.a.).....	1
Abb. 3: Ansicht der Lage des Untersuchungsgebietes im Steinbruchbereich Lange Lisse (photogr. RABL-HOFBAUER, E., 19-11-2011).....	2
Abb. 4: Ansicht des Untersuchungsgebietes (photogr. RABL-HOFBAUER, E., 12-07-2012). .	3
Abb. 5: Ausschnitt der geologischen Karte des Hohe-Wand-Massivs mit Bockleiten und Peischingleiten (PLÖCHINGER, B. et.al, 1967) .....	5
Abb. 6: Abbildung Loferer-Zyklus (TOLLMANN, A., 1976) .....	6
Abb. 7: Modell für das Trennflächengefüge (WITTKE, W. et al., 1984).....	8
Abb. 8: Modelle für das Korngefüge (WITTKE, W. et al., 1984).....	8
Abb. 9: Gefügemodell des Felses (WITTKE, W. et al., 1984).....	9
Abb. 10: Felsböschung mit Gleitfläche      (photogr. RABL-HOFBAUER, E., 27-11-2011)....	9
Abb. 11: nichtlineare Bruchkriterien (WITTKE, W. et al., 1984).....	10
Abb. 12: Zusammenfassung der Bruchkriterien für Trennflächen (WITTKE, W. et al., 1984).	11
Abb. 13: Korrelation Q-Wert zu UCS (PROCEQ, s.a.).....	14
Abb. 14: Modell Materialbrückenanteil (arb) (FRAYSSINES, M. & HANTZ, D., 2009).....	18
Abb. 15: Dilatanz in Abhängig der Hauptnormalspannung $\sigma_3$ (MEDHURST, T.P., 1996).....	19
Abb. 16: Dilatanz in Abhängig des Probendurchmessers (MEDHURST, T.P., 1996).....	19
Abb. 17: Vergleich von Datenmaterial verschiedener Autoren mit Berechnungen des Dilatationswinkels (ALEJANO. L. R. & ALONSO, E., 2005).....	20
Abb. 18: Tabellen für Rock Mass Rating (BIENIAWSKI, Z. T. , 1974).....	22
Abb. 19: GSI-Grafik aus RocLab 1.0 (ROCSCIENCE INC., s.a.).....	24
Abb. 20: Auszug aus den Auswahlmöglichkeiten im RocLab 1.0 (ROCSCIENCE INC., s.a.) .....	25
Abb. 21: physikalischen Modelle und Simulationsprogramme nach WILL, J. & KONIETZKY, H. (1998).....	26

Abb. 22: Berechnungszyklus UDEC 4.01 (ITASCA CONSULTING GROUP INC., 2004a) .	29
Abb. 23: Zerteilung der Blöcke in dreieckige finite Differenzen-Elemente UDEC 4.01 (ITASCA CONSULTING GROUP INC., 2004a).....	31
Abb. 24: Schema des zeitlichen Ablaufs der Modellierung und Simulation mit UDEC 4.01 (ITASCA CONSULTING GROUP INC., 2004b).....	32
Abb. 25: Systemskizze der Lage der Profile.....	33
Abb. 26: Darstellung aller erhobenen Klüfte des Profils Nr. 1 (PORSCHÉ-ULLY, N., 2005) .	34
Abb. 27: Darstellung aller erhobenen Klüfte des Profils Nr. 2 (PORSCHÉ-ULLY, N., 2005)	34
Abb. 28: Darstellung aller erhobenen Klüfte des Profils Nr. 3 (PORSCHÉ-ULLY, N., 2005).	35
Abb. 29: Darstellung der maßgeblichen Klufscharen im Profil 1 (PORSCHÉ-ULLY, N., 2005) .....	35
Abb. 30: Darstellung der maßgeblichen Klufscharen im Profil 2 (PORSCHÉ-ULLY, N., 2005) .....	36
Abbi. 31: Darstellung der maßgeblichen Klufscharen im Profil 3 (PORSCHÉ-ULLY, N., 2005) .....	36
Abb. 32: Planung der Stichprobengröße für den Schmidt-Hammerversuch an den Klufscharen – Report aus CADEMO (RASCH, D. et al., 1992) .....	40
Abb. 33: Planung der Stichprobengröße für den Schmidt-Hammerversuch am Festgestein – Report aus CADEMO (RASCH, D. et al., 1992) .....	41
Abb. 34: Statistische Planung des Punktlastversuchs für das Kalkgestein – Report aus CADEMO (RASCH, D. et al., 1992) .....	42
Abb. 35: graphische Darstellung der statistischen Kennzahlen der Schmidt-Hammer- Messungen (IBM® SPSS® Statistics 15 – IBM, s.a.).....	44
Abb. 36: graphische Darstellung (Boxplots) der Punktlastindizes der Gesteine aus der Gleitfläche und den Klufkörpern (IBM® SPSS® Statistics 15 – IBM, s.a.).....	48
Abb. 37: Gesteine aus dem Steinbruch, Handstück für den Federwaage-Versuch (photogr. RABL-HOFBAUER, E., 16-07-2012).....	55
Abb. 38: Gesteine aus dem Steinbruch - Gesamtmineralanalyse.....	57
Abb. 39: Diffraktogramm Gesamtmineralanalyse.....	58
Abb. 40: Lithogramm Profil 1 (SCHWINGENSCHLÖGL, R. & ROCKENSCHAUB M., 1990)	60

Abb. 41: Lithogramm Profil 2 (SCHWINGENSCHLÖGL, R. & ROCKENSCHAUB M.,1990).	61
Abb. 42: Lithogramm Profil 3 (SCHWINGENSCHLÖGL, R. & ROCKENSCHAUB M.,1990).	62
Abb. 43: Auswertung RocLab 1.0 (ROCSCIENCE INC., s.a.) für Kalkschichten.....	65
Abb. 44: Auswertung RocLab 1.0 (ROCSCIENCE INC., s.a.) für Bereiche mit mergeligem Kalk.....	66
Abb. 45: Auswertung RocLab 1.0 (ROCSCIENCE INC., s.a.) für Mergelage.....	67
Abb. 46: UDEC-Blockbild Profil 1 .....	70
Abb. 47: UDEC-Blockbild Profil 2 .....	70
Abb. 48: UDEC-Blockbild Profil 3 .....	71
Abb. 49: horizontale Bodenbeschleunigung durch Erdbeben (SOLOMOS, G. et al., 2008). .	76
Abb. 50: Ermittlung der ursprünglichen Hanglänge über austrian map online (BUNDESAMT FÜR EICH- UND VERMESSUNGSWESEN, c, s.a.) .....	77
Abb. 51: Systemskizze – Lage der drei Profile.....	80
Abb. 52: Zonierung der joint-sets (Bereiche unterschiedlicher Kluftgeometrie) – Profil 1 ....	81
Abb. 53: Zonierung der joint-sets (Bereiche unterschiedlicher Kluftgeometrie) – Profil 2 ....	82
Abb. 54: Profil 1, Belastungsbild horizontaler Felsdruck.....	84
Abb. 55: UDEC-Profil 1, Szenario 1: Verformungen des Hanges vor Abbaubeginn - links: jcmittel rechts: jcmmin.....	86
Abb. 56: UDEC-Profil 1, Szenario 2: Verformungen des Hanges vor Abbaubeginn - links: jcmittel rechts: jcmmin .....	86
Abb. 57: UDEC-Profil 1, Szenario 3: Verformungen des Hanges vor Abbaubeginn - links: jcmittel rechts: jcmmin.....	87
Abb. 58: UDEC-Profil 1, Szenario 1: Verformungen des oberen Böschungsbereiches.....	88
Abb. 59: UDEC-Profil 1, Szenario 1: Verformungen des mittleren Böschungsbereiches.....	88
Abb. 60: UDEC-Profil 1, Szenario 1: Verformungen des unteren Böschungsbereiches.....	88
Abb. 61: UDEC-Profil 1, Szenario 2: Verformungen des oberen Böschungsbereiches.....	89
Abb. 62: UDEC-Profil 1, Szenario 2: Verformungen des mittleren Böschungsbereiches.....	89
Abb. 63: UDEC-Profil 1, Szenario 2: Verformungen des unteren Böschungsbereiches.....	89
Abb. 64: UDEC-Profil 1, Szenario 3: Verformungen des oberen Böschungsbereiches.....	90

Abb. 65: UDEC-Profil 1, Szenario 3: Verformungen des mittleren Böschungsbereiches.....	90
Abb. 66: UDEC-Profil 1, Szenario 3: Verformungen des unteren Böschungsbereiches.....	90
Abb. 67: UDEC-Profil 1, Szenario 2: Änderung des Kräftegleichgewichts - Vergleich $j_{\text{mittel}}$ - $j_{\text{min}}$ .....	91
Abb. 68: UDEC-Profil 1, Szenario 2: Änderung der horizontalen Spannungen bei $j_{\text{mittel}}$ (30 kPa) - Ausgangsgleichgewicht / Entlastung.....	92
Abb. 69: UDEC-Profil 1, Szenario 2: Änderung der horizontalen Spannungen bei $j_{\text{min}}$ (7 kPa) - Ausgangsgleichgewicht / Entlastung.....	92
Abb. 70: UDEC-Profil 1, Szenario 2: Änderung der vertikalen Spannungen bei $j_{\text{mittel}}$ (30 kPa) - Ausgangsgleichgewicht / Entlastung.....	92
Abb. 71: UDEC-Profil 1, Szenario 2: Änderung der vertikalen Spannungen bei $j_{\text{min}}$ (7 kPa) - Ausgangsgleichgewicht / Entlastung.....	93
Abb. 72: UDEC-Profil 2, Szenario 1: Verformungen im Ausgangsgleichgewicht $j_{\text{mittel}}$ .....	94
Abb. 73: UDEC-Profil 2, Szenario 1: Verformungen der Böschung durch Entlastung $j_{\text{mittel}}$ .....	94
Abb. 74: UDEC-Profil 2, Sz. 1: Variante 2 – Mittelwerte aus TG1 und TG2 für gesamte Böschung.....	95
Abb. 75: UDEC-Profil 2, Sz. 1 – Böschungskante unten: Variante 1 ( $j_{\text{set 2}}$ – TG2, $j_{\text{set 1}}$ u. 3 – TG1) - maximale Verschiebungen .....	96
Abb. 76: UDEC-Profil 2, Sz. 1: Verschiebungen – Böschungskante oben und Mitte.....	96
Abb. 77: UDEC-Profil 2, Szenarien 2 und 3: Verformungen – Böschungskante oben.....	97
Abb. 78: UDEC-Profil 2, Sz. 2 und 3: Verformungen – Böschungskante Mitte.....	98
Abb. 79: UDEC-Profil 2, Sz. 2: Verschiebungen – Böschungskante unten.....	98
Abb. 80: UDEC-Profil 2, Sz. 3: Verschiebungen – Böschungskante unten.....	99
Abb. 81: UDEC-Profil 3, Szenario 1: Verformungen des Hanges vor Abbaubeginn.....	100
Abb. 82: UDEC-Profil 3, Szenario 2: Verformungen des Hanges vor Abbaubeginn.....	101
Abb. 83: UDEC-Profil 3, Szenario 3: Verformungen des Hanges vor Abbaubeginn.....	101
Abb. 84: UDEC-Profil 3, Sz. 1: Verschiebungen entlang der Böschungskante nach Entlastung .....	102
Abb. 85: UDEC-Profil 3, Sz. 2: Verschiebungen entlang der Böschungskante nach	

Entlastung .....	103
Abb. 86: UDEC-Profil 3, Sz. 3: Verschiebungen entlang der Böschungskante nach Entlastung .....	104
Abb. 87: UDEC-Profil 3, Szenario 3: Verformungen der Böschung nach Entlastung – Zonierung (unterschiedliche Kluffregionen), $j_c = 0,13$ MPa.....	105
Abb. 88: UDEC-Profil 3, Szenario 3: Verformungen der Böschung nach Entlastung – homogene Kluftabstände, $j_c = 0,13$ MPa.....	105
Abb. 89: Felsböschung Bereich Profile 1 und 2 (Rutschung in der Mitte); im unteren Bereich des Profils 1 Störung ? (photogr. RABL-HOFBAUER, E., 24-06-2012).....	106
Abb. 90: UDEC-Profil 1, Szenario 1: Kräftebalance über die Zeit – 1. peak (ca. 0.40): Abbau – Entlastungssituation, bis ca. 2.50: Entlastungssituation, ab ca. 2.50: Erdbeben...	107
Abb. 91: UDEC-Profil 1, Szenario 1: Verformungen im Ausgangsgleichgewicht – links: Testmodell, rechts: gültiges Modell ( $j_c=0$ ).....	108
Abb. 92: UDEC-Profil 1, Szenario 1: Verformungen der Böschung nach Entlastung links: Testmodell, rechts: gültiges Modell.....	108
Abb. 93: UDEC-Profil 1, Szenario 1: Verformungen bei Erdbeben – Testmodell mit angenommener Einzelkluff.....	109

## 12.1 **Abbildungsverzeichnis Anhang**

Abb. I: Ansichtsskizze mittlere Etage – November 2011: Grundriss Steinbruch – Lage des Untersuchungsgebietes und der Profile.....	118
Abb. II: Ansichtsskizze obere Etage – November 2011: Profil 1.....	119
Abb. III: Ansichtsskizze untere Etage – Juli 2012: Profil 2.....	119
Abb. IV: Grundriss Steinbruch – Lage des Untersuchungsgebiet und der Profile: Profil 3..	120
Abb. V: AutoCAD - Profil 1 .....	121
Abb. VI: AutoCAD - Profil 2 .....	122
Abb.VII: AutoCAD - Profil 3 .....	123

## 13 Tabellenverzeichnis

Tab. 1: Abschätzung Felsqualität mittels RQD-Index .....	21
Tab. 2: Bewertungszahlen F1 bis F3 des Slope Mass Rating (HUDSON, J.A & ROMANA, M. 1993).....	23
Tab. 3: Bewertungszahl F4 des Slope Mass Rating (HUDSON, J.A & ROMANA, M. 1993) .....	23
Tab. 4: Interpretation des Slope Mass Rating (HUDSON, J.A & ROMANA, M. 1993) .....	23
Tab. 5: scheinbare Fallwinkel Profil 1.....	37
Tab. 6: scheinbare Fallwinkel Profil 2.....	37
Tab. 7: scheinbare Fallwinkel Profil 3.....	37
Tab. 8: scheinbare Trennflächenabstände Profil 1.....	38
Tab. 9: scheinbare Trennflächenabstände Profil 2.....	38
Tab. 10: scheinbare Trennflächenabstände Profil 3.....	38
Tab. 11: Ergebnis der Varianzanalyse mittels IBM® SPSS® Statistics 15 und des Post-hoc-Tests nach TUKEY, J.W. (1949) für die Schmidhammer-Messungen an den Klufscharen (IBM, s.a.).....	43
Tab. 12: Post-hoc-Tests nach TUKEY, J.W. (1949) – homogene Untergruppen der Schmidt-Hammer-Werte der Klufscharen (IBM® SPSS® Statistics 15 – IBM, s.a.).....	44
Tab. 13: statistische Kennzahlen der Schmidt-Hammer-Messungen an Klufscharen (IBM® SPSS® Statistics 15 – IBM, s.a.).....	45
Tab. 14: statistische Kennzahlen der Schmidt-Hammer-Messungen für das unverwitterte Gestein der Klufkörper (IBM® SPSS® Statistics 15 – IBM, s.a.) .....	46
Tab. 15: Ergebnis des t-Tests der Qir –Werte des Gesteins (IBM® SPSS® Statistics 15 – IBM, s.a.).....	46
Tab. 16: Auswertung der Schmidt-Hammer-Versuche für die Klufscharen (QJ ) und das Gestein (Qir ) .....	47
Tab. 17: statistische Kennzahlen der Punktlastindizes der Gesteine aus der	

Gleitfläche und den Kluftkörpern (IBM® SPSS® Statistics 15 – IBM, s.a.)....	49
Tab. 18: homogene Untergruppen der Punktlastindizes (TUKEY, J.W.,1949) erstellt mit IBM® SPSS® Statistics 15 (IBM, s.a.).....	50
Tab. 19: Mehrfachvergleiche der Punktlastindizes (TUKEY, J.W.,1949) erstellt mit IBM® SPSS® Statistics 15 (IBM, s.a.).....	50
Tab. 20: Auswertung der Punktlastversuche.....	51
Tab. 21: Auswertung des Feldversuchs mit der Federwaage.....	52
Tab. 22: Bestimmung Arb_tot – Felderhebung 24.6.2012.....	53
Tab. 23: Kohäsionsbestimmung nach FRAYSSINES, M. & HANTZ, D. (2009) .....	54
Tab. 24: Klassifizierung mittels RQD-Index.....	63
Tab. 25: gewählte Gesteinsparameter je nach Szenario – Sz.1: GE1, Sz.2: GE2, Sz.3: GE3.....	72
Tab. 26: gewählte Klufteigenschaften je nach Szenario – Sz.1: KE1, Sz.2: KE2, Sz.3: KE3.....	73
Tab. 27: Kluftsteifigkeiten und -normalabstände aller Kluftscharen im Profil 1 und der Kluftscharen 1 - 2 des Profils 2 (variieren je nach Szenario und Lage des Profils – Sz.1: KE1, Sz.2: KE2, Sz.3: KE3).....	74
Tab. 28: Kluftsteifigkeiten und -abstände Profil 2 KS 3, Profil 3 (variieren je nach Szenario und Lage des Profils – Sz.1: KE1, Sz.2: KE2, Sz.3: KE3).....	75
Tab. 29: Modellierung der Kluftgeometrie – Eingangswerte für UDEC-joint-sets.....	83
Tab. 30: Beschreibung der Szenarien – Profil 1.....	85
Tab. 31: Vergleich der Verformungen bei unterschiedlich großer Trennflächenkohäsion jc.....	87
Tab. 32: Beschreibung der Szenarien – Profil 2.....	97
Tab. 33: Beschreibung der Szenarien – Profil 3.....	100
Tab. 34: Verformungen entlang der Böschungskante des Profils 3 .....	101

## 13.1 Tabellenverzeichnis Anhang

Tab. I: erhobene Fallwerte und Rückprallwerte Q im Profil 1 .....	125
Tab. II: erhobene Fallwerte und Rückprallwerte Q im Profil 2 .....	126
Tab. III: erhobene Fallwerte und Rückprallwerte Q im Profil 3 .....	127
Tab. VI: Messprotokoll Punktlastversuch – August 2012 .....	128