Die approbierte Originalversion dieser Dissertation ist in der Hauptbibliothek der Technischen Universität Wien aufgestellt und zugänglich.
http://www.ub.tuwien.ac.at

The approved original version of this thesis is available at the main library of the Vienna University of Technology.
http://www.ub.tuwien.ac.at/eng

Doctoral Thesis

Terra-Firma-Concept
(Hazard Management for Rock Slopes)

submitted in satisfaction of the requirements for the degree of
Doctor of Science in Civil Engineering
of the Vienna University of Technology, Faculty of Civil Engineering

---

Dissertation

Terra-Firma-Konzept
(Gefahrenbereichskonzept für Felsböschungen)

ausgeführt zum Zwecke der Erlangung des akademischen Grades eines
Doktors der technischen Wissenschaft
eingereicht an der Technischen Universität Wien Fakultät für Bauingenieurwesen
von

Mag. Bernd Kolenprat
09101968
Mariazeller Straße 42, 3200 Ober-Grafendorf

Betreuer: Univ.Prof. Dipl.-Ing. Dr.techn. Rainer Poisel
Institut für Geotechnik, Technische Universität Wien
Technische Universität Wien, Karlsplatz 13, 1040 Wien

Gutachter: Univ.Prof. Dipl.-Ing. Dr.techn Gerald Goger
Institut für interdisziplinäres Bauprozessmanagement
Technische Universität Wien, Karlsplatz 13, 1040 Wien

Gutachter: Univ.Prof. Mag. Dr. Bernhard Grasemann
Department für Geodynamik und Sedimentologie
Universität Wien, Althanstraße 14, 1090 Wien

Ober-Grafendorf, 28. Jänner 2019 _____

Vorwort

Die vorliegende Arbeit entstand aufgrund meiner Tätigkeit im Zentral-Arbeitsinspektorat, welche überwiegend darin bestand, den Arbeitnehmerschutz im Bergbau weiterzuentwickeln. In diesem Zusammenhang musste festgestellt werden, dass für die Beurteilung von geogen bedingten Gefahren, welche sich durch das Versagen von Felsböschungen ergeben, praktikable Methoden fehlten bzw. wurden solche auch gefordert. Mit der gegenständlichen Arbeit sollen zwei praxistaugliche Verfahren zur Ermittlung und Beurteilung geogener Gefahren sowie eine darauf aufbauende spezielle Form der Arbeitsplatzevaluierung (welche als Terra-Firma-Konzept bezeichnet wird) vorgestellt werden. Sinn und Zweck dieser Arbeit ist es, einen Beitrag zur Verbesserung des Arbeitnehmerschutzes in Festgesteinstagbauen und bei Felsbauarbeiten zu leisten.

An dieser Stelle möchte ich all jenen danken, die durch ihre fachliche und persönliche Unterstützung zum Gelingen dieser Arbeit beigetragen haben. Insbesondere danke ich namentlich Herrn Univ.-Prof. Dr. Rainer Poisel für die ausgezeichnete Betreuung, Herrn Priv.-Doz. Dr. Alexander Preh für die Zurverfügungstellung des von ihm entwickelten Steinfallprogramms sowie Herrn Ministerialrat Dipl.-Ing. Peter Jauernig für die moralisch-mathematische Unterstützung.

Herzlich bedanken möchte ich mich auch bei den Unternehmen, welche die Durchführung der Fallversuche sowie die Feldversuche für Stabilitätsberechnungen ermöglichten, welche namentlich in den Kapiteln 5 und 6 erwähnt werden.

Mein besonderer Dank gilt meiner Familie, insbesondere meiner Frau, welche durch ihren nimmermüden Support einen nicht unwesentlichen Beitrag zum Gelingen dieser Arbeit leistete.

Kurzfassung

Die zentrale Vorgabe des Arbeitnehmerschutzes in Tagbauen ist, für eine gefahrenspezifische Gestaltung der Arbeitsstätten zu sorgen. Dies hat in erster Linie durch die Auswahl von geeigneten Tagbauzuschnittsparametern (wie Böschungshöhen, Böschungsorientierungen und –neigungen sowie Etagen- und Arbeitsetagenbreiten) zu erfolgen, welche einen sicheren Betrieb (durch die Minimierung der vorhersehbaren Gefährdungen für Beschäftigte) gewährleisten soll. Um gefahrenspezifische Tagbauzuschnittsparameter festlegen bzw. vice versa sichere Arbeitsbereiche bestimmen zu können, ist es erforderlich, jene Bereiche zu ermitteln, in welchen Arbeitnehmer Gefahren durch herabfallendes Gestein oder durch Absturz in Folge des Versagens des Untergrundes ausgesetzt sind. Diese Bereiche werden als tagbauspezifische Gefahrenbereiche bezeichnet. Mit der gegenständlichen Arbeit werden zwei Ansätze dargestellt, wie das Ausmaß von tagbauspezifischen Gefahrenbereichen in Festgesteinstagbauen unter Berücksichtigung geologischer und geotechnischer Gegebenheiten adäquat bestimmt werden kann.

Hinsichtlich des Gefahrenbereiches an der Böschungsoberkante mit Absturzgefahr (GB_{OK}), wird ein kombinatorischer Berechnungsansatz für die Versagensmechanismen „planare Gleitung“ und „Keilgleitung“ (Gleiten eines Blocks auf zwei Trennflächen) dargestellt. Die Anwendbarkeit und Praxistauglichkeit dieser Methode wird anhand eines Tagbaus mit komplexen geologischen und geotechnischen Verhältnissen gezeigt.

Hinsichtlich des Bereiches am Böschungsfuß mit der Gefahr durch herabfallendes Gestein (GB_{UK}) werden die Ergebnisse von empirischen Steinfallversuchen zur Ermittlung der Reichweite von Sturzprozessen vorgestellt, welche in einer Reihe von Tagbauen durchgeführt wurden.

Diese Methoden stellen die Grundlage für das entwickelte Terra-Firma-Konzept (Gefahrenbereichskonzept für Felsböschungen) dar, welches unter Berücksichtigung der Gefahrenbereichsermittlung und weiterer bergbautechnischer und arbeitnehmerschutzrechtlicher Vorgaben die Festlegung von gefahrenspezifischen Tagbauzuschnittsparametern ermöglicht.

Abstract

The central requirement of employee protection in quarries is to ensure a hazard-specific design of the workplaces. This must be done primarily through the selection of appropriate slope designs (such as bench heights and widths, slope orientations, slope and bench face angles) which ensure safe operation (by minimizing predictable hazards to workers). However, in order to define hazard-specific slope design or vice versa to determine safe working areas, it is necessary to identify those areas in which workers are exposed to risks from falling rocks or falling due to the failure of the ground. These areas are referred to as danger areas on top and at the toe of a slope. The present work presents two developed approaches to adequately determine the extent of these danger areas in quarries.

Concerning the danger area on top of slopes (with danger of falling), a calculation approach is presented to determine the extent that can be used for the failure mechanisms “planar failure” and “wedge failure”. Based on an open pit mine with complex geological and geotechnical conditions, the applicability and practicality of this method are shown.

Concerning the danger area at the toe of slopes by falling rocks the results of empirical drop tests are presented to determine impact and runout distances of rock fall.

These methods are the basis for the developed and so called Terra-Firma-Concept (a special type of hazard management for quarries and rock slopes). This concept allows the definition of a hazard-specific design taking into account the danger areas as well as mining-related aspects.

Inhaltsverzeichnis

1. Einleitung ... 1
2. Zahlen, Daten und Fakten zu den Beschäftigen im Tagebau ... 2
3. Vorgaben des Arbeitnehmerschutzrechts ... 12
   3.1. Grundlagen und Gliederung des Arbeitnehmerschutzrechtes ... 12
   3.2. Arbeitsplatzevaluierung ... 17
   3.3. Gefahr, Gefährdung, Risiko ... 25
4. Terra-Firma-Konzept ... 29
   4.1. Ergänzungen zum Terra-Firma-Konzept durch die TAV ... 38
   4.2. Festlegung von technischen Gefahrenbereichen ($GB_{OK\text{-}techn}$) ... 40
   4.3. Vergleich mit früheren Bestimmungen des Arbeitnehmerschutzrechtes ... 42
5. Festlegung von geogen bedingten tagbauspezifischen Gefahrenbereichen
   an Böschungsoberkanten ($GB_{OK\text{-}geogen}$) ... 44
   5.1. Gefahrenbereichsberechnung mittels kombinatorischen Ansatzes ... 44
   5.2. Fallbeispiel zur Berechnung geogen bedingter Gefahrenbereiche ... 50
   5.3. Friction-Only-Analysis ... 66
6. Festlegung von tagbauspezifischen Gefahrenbereichen an Böschungsunterkanten
   mit der Gefahr durch herabfallendes Gestein (GB_{UK}) ... 68
   6.1. Empirische Fallversuche zur Ermittlung von Reichweiten von Sturzprozessen ... 75
      6.1.1. Versuchsdurchführung ... 77
      6.1.2. Ergebnisse der Fallversuche ... 88
      6.1.3. Fallversuche zu Maßnahmen zur Reduktion von Reichweiten ... 106
   6.2. Vergleich mit dem Berechnungsansatz THROW ... 115
   6.3. Vergleich mit der PIERSON-Studie ... 129
7. Kabinenschutzaufbauten gegen herabfallendes Gestein ... 138
8. Zusammenfassung ... 149
9. Literatur ... 151
10. Zitierte Rechtsvorschriften ... 157
11. Zitierte Normen ... 159
12. Glossar ... 161
Anhang 1 – Berechnung zur Ermittlung des $GB_{OK\text{-}geogen}$ ... 163
Anhang 2 – Angaben zum Fallbeispiel Tagbau Elsenreith ... 175
Anhang 3 – Verteilungsunabhängiges Verfahren ... 186
Anhang 4 – Ergebnisse ausgewählter Fallversuche ... 190
   Anhang 4.1. Versuchsserien Tagbau Klöch I, Klöch II-2 und Klöch II-2 ... 190
   Anhang 4.2. Versuchsserien Tagbau Hengl IV-1 und IV-2 ... 196
   Anhang 4.3. Versuchsserie Tagbau Pauliberg ... 201
   Anhang 4.4. Versuchsserie Tagbau Preg ... 204

1. Einleitung

Die Gewinnung fester mineralischer Rohstoffe in Fest- und Lockergesteinstagbauen stellt trotz des hohen Technisierungsgrades nach wie vor eine Hochrisikotätigkeit, mit im Verhältnis vielen tödlichen Arbeitsunfällen, dar. Arbeitsunfälle ergeben sich hierbei einerseits durch Gefahren, wie diese auch in anderen Branchen auftreten, jedoch treten im Tagbau (ähnlich dem Tiefbau) spezifische Gefahren auf, die sich durch das hierbei vorliegende Mensch-Maschine-Natur-Systems ergeben. Hierzu zählt neben den Belastungen durch die im Zuge der Gewinnungs- und Aufbereitungstätigkeiten freigesetzten mineralischen Stäube und die dadurch einhergehenden Berufserkrankungen (z.B. Silikose) vor allem die Gefahr durch herabfallendes Gestein und die Absturzgefahr infolge des Versagens des Untergrundes bei Gewinnungstätigkeiten im Tagbau. Wie schwierig es jedoch ist, gesicherte Aussagen zu Unfallursachen und -häufigkeiten zu machen, soll einleitend (im Kapitel 2.) gezeigt werden.

In weiterer Folge wird (im Kapitel 3.) ein kurzer Überblick über den Aufbau des derzeit geltenden Arbeitnehmerschutzrechts und die speziellen Bestimmungen zu Tagebauen gegeben, um darzustellen, wie sich die ingenieurgeologischen Methoden zur Gefahrenbereichsbestimmung und das Terra-Firma-Konzept in den rechtlichen Kontext einfügen. In diesem Zusammenhang wird ein wesentliches, rechtliches Instrumente des Arbeitnehmerschutzes, der Prozess der Arbeitsplatzevaluierung, erläutert, da auch das Terra-Firma-Konzept eine (speziell für Felsböschungen entwickelte) Evaluierungsform ist.

Die Grundlage für das Terra-Firma-Konzept (welches im Kapitel 4. erläutert wird) stellen Methoden zur Bestimmung des Ausmaßes von Gefahrenbereichen dar. Die grundlegende Vorgabe hierbei ist, dass die Gefahrenbereichsfestlegung schlüssig und nachvollziehbar sowie auf naturwissenschaftliche und geotechnische Grundlagen zu erfolgen hat. Ein Hauptziel dieser Arbeite war, Methoden zur Festlegung von Gefahrenbereichen zu entwickeln, die hierbei eine effiziente Vorgangsweisen ermöglichen sollen. Für die Festlegung von Gefahrenbereichen an Böschungsoberkanten wird (im Kapitel 5.) ein entsprechender Berechnungsansatz dargestellt. Als Basis für die Bestimmung von Gefahrenbereichen durch Steinfall werden neben den Ergebnissen von empirischen Steinfallversuchen (im Kapitel 6.), Tests zu Maßnahmen zur Reduktion der Reichweiten von Steinfall sowie Kalibrierungsmöglichkeiten von Steinfallprogrammen mit Hilfe von Fallversuchen gezeigt. Eine umfassende Beschreibung der Berechnungsansätze, Details zum behandelten Tagbau sowie die Ergebnisse der Fallversuche sind den Anhängen zu entnehmen.

Für die Festlegung gefahrenspezifischer Tagbauzuschnittsparameter sind (neben der Gefahrenbereichsbestimmung) auch bergbautechnische Aspekte und die technischen Spezifikationen der Abbau- und Fördergeräte zu berücksichtigen. Im Zusammenhang mit Erdbaumaschinen wird oft die Schutzwirkung von Kabinenschutzaufbauten überschätzt und angenommen, dass mit diesen Maschinen ein gefahrloses Befahren von Gefahrenbereichen am Böschungsfuß mit Steinfallgefahr möglich ist. Abschließend wird daher auf diese Problematik (im Kapitel 7.) eingegangen.

Hinzuweisen ist, dass bei den in dieser Arbeit verwendeten personenbezogenen Bezeichnungen (z.B. Arbeitgeber, Arbeitnehmer oder Arbeitnehmerschutzrecht) die gewählte Form für beide Geschlechter gilt.

2. Zahlen, Daten und Fakten zu den Beschäftigen im Tagebau

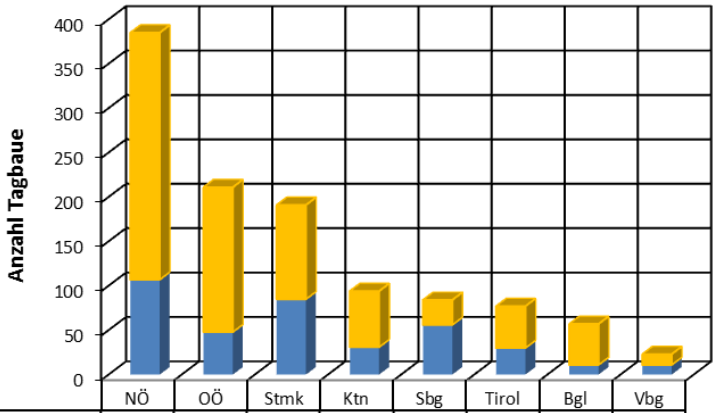
Unfallszahlen oder Analysen zu Unfallursachen aufgrund diverser Quellen dienen immer wieder als Begründung, um Behauptungen hinsichtlich der Gefährlichkeit bzw. Nichtgefährlichkeit der Bergbaubranche aufzustellen. Im Folgenden wird ein kurzer Überblick über die gegenwärtigen Beschäftigtenzahlen im Bergbau sowie die Anzahl von anerkannten Arbeitsunfällen und Berufskrankheitsfällen gegeben. Diese Analyse soll verdeutlichen, wie schwierig es ist, gesicherte Aussagen zu dieser Thematik treffen zu können.

Der Bergbau gliedert sich grundsätzlich in folgende Bereiche:

- **Obertagebergbau nach festen mineralischen Rohstoffen** (vornehmlich Massenrohstoffe) in Lockergesteins- und Festgesteinstagbauen
- **Untertagebergbau nach festen mineralischen Rohstoffen** (Erze und Industrieminerale) in Grubenbauen (mit etwa 200 Arbeitnehmern in 10 Grubenbauen)
- **Bohrlochbergbau** nach Kohlenwasserstoffen und Steinsalz durch Solelösung (3 Bohranlagen, ca. 700 Erdöl- und 200 Erdgasförderstationen, etwa 900 Arbeitnehmer in der Gewinnung)

Der Obertagebergbau nach festen mineralischen Rohstoffen erfolgt gegenwärtig in etwa **1100 Tagebauen**. Eine in den Jahren 2012 bis 2014 von der Arbeitsinspektion durchgeführten Schwerpunktaktion ergab, dass im Jahr 2014 eine Anzahl von 1.122 aktiven Tagbauen existierte, welche sich in 743 Lockergesteinstagbaue und 379 Festgesteinstagbaue (inkl. 32 kombinierte Fest- und Lockergesteinstagbaue) untergliederten (JAUERNIG und KOLENPRAT 2013 und 2015 bzw. JAUERNIG 2013). Das Verhältnis von Lockergesteins- zu Festgesteinstagbauen beträgt somit **⅔ Lockergesteins- zu ⅓ Festgesteinstagbaue**.

Bezüglich der räumlichen Verteilung der Tagbaue im Bundesgebiet (siehe Abbildung 2.1) ist anzumerken, dass ca. 70 % aller Tagbaue in den Bundesländern Niederösterreich, Oberösterreich und der Steiermark liegen.



	NÖ	OÖ	Stmk	Ktn	Sbg	Tirol	Bgl	Vbg
Σ	385	211	191	94	84	77	57	23
Lockergestein	278	163	106	63	28	47	46	12
Festgestein	107	48	85	31	56	30	11	11

Abbildung 2.1: Verteilung der Tagbaue nach Bundesländern (Quelle: Betriebsdatenbank der Arbeitsinspektion, Stand Dez. 2014)

Im Obertagebergbau nach festen mineralischen Rohstoffen (in Arbeitsstätten mit Tagebauen der ÖNACE-Klassen: 07.10, 08.11, 08.12, 08.99, 09.00) sind gegenwärtig etwa **6500 Arbeitnehmer** beschäftigt. Laut Betriebsdatenbank der Arbeitsinspektion (Stand Dez. 2014) waren dies 6450 Arbeitnehmer. Hinweis zur Zählweise: Die Anzahl der Arbeitnehmer pro Arbeitsstätte wird im Rahmen von regelmäßig durchgeführten Kontrollen durch das Arbeitsinspektorat vor Ort erhoben und damit aktualisiert. Bei den angeführten Zahlen handelt es sich um einen verlässlichen Datensatz, der im Zuge einer Schwerpunktaktion (im Zeitraum Anfang 2012 bis Mitte 2014) erhoben wurde, bei welcher alle bekannten Arbeitsstätten mit Tagbauen im Rahmen einer Vollerhebung kontrolliert wurden. Das heißt, die angeführten Arbeitnehmerzahlen stellen somit Durchschnittswerte von etwa zwei Jahren dar. Geht man von insgesamt 3,05 Mio. unselbständig Erwerbstätige im Jahr 2016 aus (Quelle: BMASK, 2017), so sind im Tagebau ca. 2,1 ‰ aller unselbständig erwerbstätiger Arbeitnehmer beschäftigt. Diese Anzahl im einstelligen Promillebereich verdeutlicht die Kleinheit dieser Branche.

Im Gegensatz zur Verteilung der Anzahl von Locker- und Festgesteinstagbauen (2:1) zeigt sich bei der Verteilung der Beschäftigten in Arbeitsstätten mit Tagebauen, dass 49 % in Arbeitsstätten mit Lockergesteinstagbau und 51 % im Festgesteinstagbau tätig sind (1:1). Durchschnittlich würde dies somit etwa 8,6 Beschäftigte pro Arbeitsstätte mit einem Festgesteinstagbau und 4,2 Beschäftigte pro Arbeitsstätte mit einem Lockergesteinstagbau ergeben.

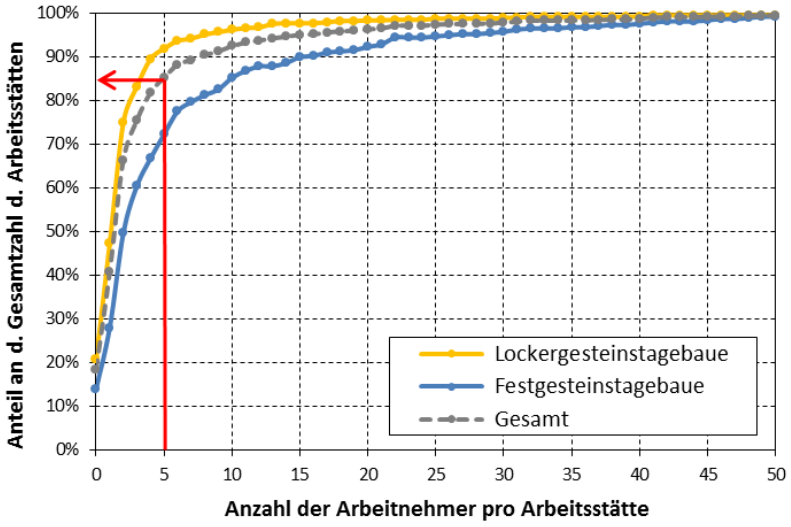


Abbildung 2.2: Verteilung der Anzahl der Arbeitnehmer in Arbeitsstätten mit Locker- und Festgesteinstagbauen (Quelle: Betriebsdatenbank der Arbeitsinspektion, Stand Dez. 2014)

Ein wesentlicher Aspekt bei der Betrachtung der Arbeitnehmerzahl in Tagebauen ist deren Verteilung auf die einzelnen Arbeitsstätten in denen die Tagbauarbeitenverordnung anzuwenden ist (siehe Abbildung 2.2). Hierbei zeigte sich, dass in **85 % aller Arbeitsstätten ≤ 5 Arbeitnehmer** beschäftigt werden (roter Pfeil in Abbildung 2.2). In Hinblick auf Arbeitsstätten mit Festgesteins- bzw. Lockergesteinstagebaue betragen diese Werte 72 % und 92 %. In 93 % aller Arbeitsstätten werden ≤ 10 Arbeitnehmer beschäftigt (Festgesteinstagebaue 85 %, Lockergesteinstagebaue 96 %) und in 18 % aller Arbeitsstätten werden nach der Betriebsdatenbank der Arbeitsinspektion keine Arbeitnehmer beschäftigt (Festgesteinstagebaue 14 %, Lockergesteinstagebaue 21 %). Diese Zahlen verdeutlichen die Kleinstrukturiertheit des Obertagebergbaues nach festen mineralischen

Rohstoffen. Bezüglich der etwa 18 % Arbeitsstätten, bei welchen zum Zeitpunkt der Kontrolle keine Arbeitnehmer beschäftigt waren, ist anzumerken, dass dies den relativ hohe Anteil von nur periodisch in Betrieb stehenden Tagbauen verdeutlicht.

Hinzuweisen ist, dass sich die hier angegebenen Zahlen auf die Arbeitnehmeranzahl in den jeweiligen (gesamten) Arbeitsstätten beziehen und Tagbaue nur einen Teil einer Arbeitsstätte bilden können. Hinsichtlich der genauen Anzahl von Arbeitnehmern in den Tagbauen selbst, also Arbeitnehmer welche Gewinnungstätigkeiten verrichten, und der Anzahl der Arbeitnehmer, welche in der restlichen Arbeitsstätte diverse andere Tätigkeiten durchführen (etwa in der Aufbereitung, Verwaltung, Verkauf, Werkstätten usw.) liegen keine Daten vor.

Bezüglich **Arbeitsunfälle** und **Berufskrankheitsfälle** in der Bergbaubranche zeigt sich Folgendes: Zum Unterschied zu den vorher dargestellten Analysen, stammen die in diesem Zusammenhang verwendeten Daten von der Allgemeinen Unfallversicherungsanstalt (AUVA) bzw. der Versicherungsanstalt für Eisenbahnen und Bergbau (VAEB) und wurden unter anderem auch in den Tabellenteilen der jährlich erscheinenden Tätigkeitsberichte der Arbeitsinspektion (BMWA 2003 bis 2008 sowie BMASK 2009 bis 2017) veröffentlicht.

Bei diesen Arbeitsunfällen und Berufskrankheitsfälle handelt es sich um solche von unselbständig Erwerbstätigen (ohne Wegunfälle), welche von der AUVA als solche anerkannt wurden. Darin inkludiert sind auch sogenannte meldepflichtige Arbeitsunfälle, das sind jene anerkannten Arbeitsunfälle unselbständig Erwerbstätigen (ohne Wegunfälle), die Krankenstände von mehr als 3 Arbeitstagen nach sich zogen oder einen tödlichen Ausgang nahmen.
Um die zeitliche Entwicklung der Arbeitsunfallszahlen und der Zahlen der Berufskrankheitsfälle aufzuzeigen, erfolgt deren Darstellung in einem Zeitraum von 2002 bis 2016 (also mit einer Zeitreihe von 15 Jahren).

Betrachtet man die Entwicklung der **anerkannten Arbeitsunfälle** im ÖNACE-Abschnitt B - Bergbau und Gewinnung von Steinen und Erden (welcher die ÖNACE-Abteilungen 05 Kohlenbergbau, 06 Gewinnung von Erdöl und Erdgas, 07 Erzbergbau, 08 Gewinnung von Steinen und Erden und sonstiger Bergbau sowie 09 Erbringung von Dienstleistungen für den Bergbau inkludiert) so zeigt sich im Gegensatz zu den Gesamtzahlen für alle Wirtschaftsabschnitte (mit einem sukzessiven Rückgang der anerkannten Arbeitsunfälle von 98.538 im Jahr 2002 auf 87.449 im Jahr 2016) kein eindeutiger Trend im Bergbau.

Im Zeitraum 2002 bis 2006 gingen die Arbeitsunfälle im Bergbau bei einer leicht rückgängigen Beschäftigtenzahl (durchschnittlich 13.000 laut AUVA-Daten) von 450 aus 383 zurück (siehe Abbildung 2.3, linke Grafik). Daher änderte sich auch die Arbeitsunfallquote im gleichen Zeitraum nur leicht (Abbildung 2.3, rechte Grafik). Als Arbeitsunfallquote wird hierbei die Anzahl der von der AUVA anerkannten Arbeitsunfälle unselbständig Erwerbstätiger (exklusive Wegunfälle) bezogen auf 10.000 Arbeitnehmer definiert. Quoten sind somit ein Maß für das Risiko in einer Branche zu verunfallen und klarerweise aussagekräftiger als die Anzahl anerkannter Arbeitsunfälle.

$$Arbeitsunfallquote = \frac{10.000 \cdot Arbeitsunfälle}{Beschäftigtenzahl}$$

In den Jahren 2007 bis 2009 und 2013 kam es zu mehreren Datenbrüchen. Im Jahr 2008 wurden Rückstände aus dem Jahr 2007, welche sich aufgrund von Erfassungsschwierigkeiten der AUVA ergaben, aufgearbeitet. Im Jahr 2009 zeigten sich die Auswirkungen der Umstellung auf die ÖNACE 2008. Diese Umstellung hatte Änderung in der Klassifikation der Bertriebe zur Folge und machte sich insbesondere beim ÖNACE-Abschnitt B bemerkbar. So sank beispielsweise nach der Umstellung die durchschnittliche Beschäftigtenzahl abrupt von etwa 13.000 auf weniger als die Hälfte und betrug in den Jahren 2008 bis 2011 rund 5.800 Arbeitnehmer. Ab dem Jahr 2013 gingen die bis dahin nicht berücksichtigen Daten der VAEB für den Bergbau ein. Dies führte wieder zu einem sprunghaften Anstieg der Beschäftigtenzahl, welche in den Jahren 2012 bis 2016 rund 8000 Arbeitnehmer betrug (siehe Abbildung 2.3, linke Grafik). In Hinblick auf diese Änderungen ergaben sich auch die mehr oder weniger sprunghaften Änderungen der Arbeitsunfallquoten (siehe Abbildung 2.3, rechte Grafik).

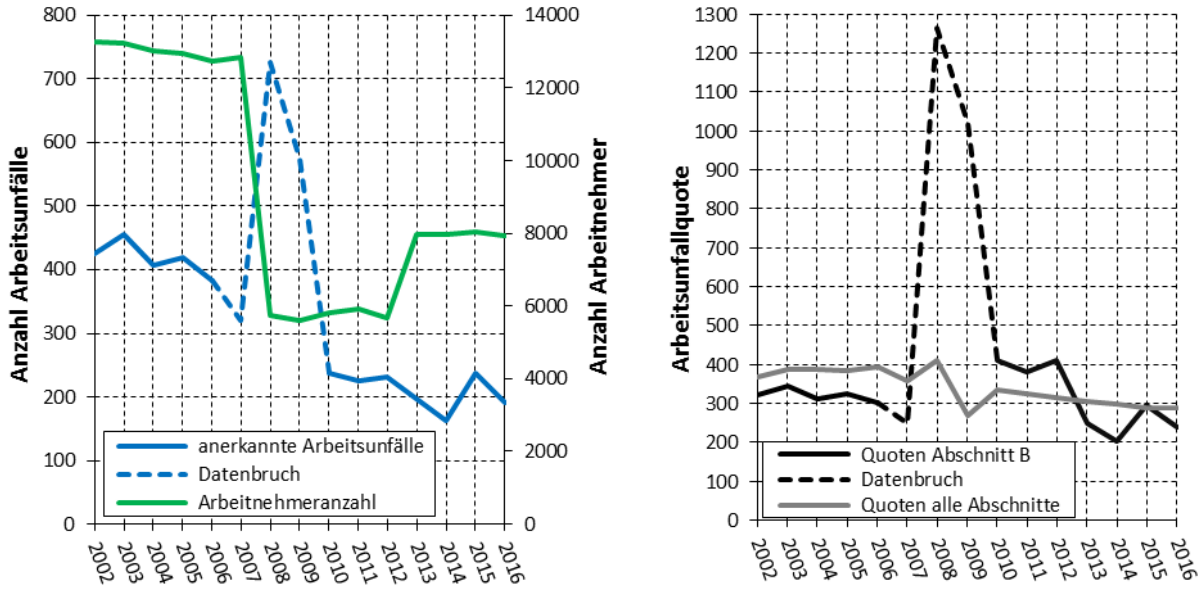


Abbildung 2.3: Zeitreihen zur Entwicklung der Anzahl anerkannter Arbeitsunfälle und der Beschäftigtenzahl im ÖNACE-Abschnitt B - Bergbau und Gewinnung von Steinen und Erden (linke Grafik) sowie die Entwicklung der Arbeitsunfallquoten für alle Wirtschaftsabschnitte und jener im Abschnitt B (rechte Grafik); (Datenquelle: div. Tabellen aus BMWA 2003 bis 2008 sowie BMASK 2009 bis 2017).

Aufgrund dieser Datenbrüche ist es somit nicht möglich, die Unfallzahlen und Quoten davor und danach miteinander zu vergleichen. Überdies ist der Zeitraum seit dem letzten Datenbruch (2013) zu kurz, um derzeit einen etwaigen Trend ableiten zu können. Eine genauere Analyse der Unfallzahlen der im ÖNACE-Abschnitt B enthaltenen ÖNACE-Abteilung 08 - Gewinnung von Steinen und Erden, in welcher praktisch alle Arbeitsstätten mit Tagbauen zu finden sind, macht aufgrund dieser Datenbrüche somit ebenso keinen Sinn.

Wie wenig belastbar diese Daten insgesamt sind, zeigt auch der Vergleich der Quoten zwischen jenen der Gesamtdaten aller Wirtschaftsabschnitte und jenen des Abschnittes B (Abbildung 2.3, rechte Grafik). Die Quoten des Abschnittes B (schwarze Kurve) liegen hierbei mehrheitlich unter den Quoten der Gesamtdaten aller Wirtschaftsabschnitte (graue Kurve). Dies würde somit den Schluss erlauben, dass der Bergbau keine „Hochrisikobranche“ darstellt. Hinzuweisen ist, dass Quoten aber kein Maß für die Unfallschwere sind und eine solche auch in diese Betrachtungen nicht eingeht.

Überdies ist eine Analyse der Arbeitsunfälle hinsichtlich der **Unfallursachen** im ÖNACE-Abschnitt B bzw. in der ÖNACE-Abteilung 08 schwierig. Einerseits erfolgt eine Klassifikation der Arbeitsunfälle in sehr allgemein gehaltenen Kategorien. Unfallursachen, welche spezifische für Tagbaue sind (wie etwa Steinfall oder Absturz einer Erdbaumaschine in Folge des Versagens des Untergrundes), sind in der Klassifizierung nicht vorgesehen und sind in den allgemein gehaltenen Kategorien (etwa Herab- und Umfallen von Gegenständen) enthalten. Ein Rückschluss von diesen Kategorien auf spezifische Unfallursachen, wie etwa auf die Anzahl von Unfällen durch herabfallendes Gestein im Tagbau, ist praktisch nicht möglich.

Neben den voranstehend angeführten Datenbrüchen ergab sich ein zusätzlicher Datenbruch bei der Klassifizierung der Unfallursachen durch die Umstellung auf eine europaweit einheitliche Klassifikation von Arbeitsunfällen (EUROSTAT, 2013). Diese Umstellung erschwert zusätzlich Analysen bezüglich der zeitlichen Entwicklung von Ursachen bzw. die Erfassung von Trends.

Insbesondere führt aber die geringe Anzahl an Arbeitnehmern in Tagbauen bzw. im Abschnitt B und die somit geringe Anzahl an Arbeitsunfällen zu Schwierigkeiten bei der Analyse, da diese zu starken Schwankungen bei den Zahlen der Unfallursachen führen. Um dennoch Trends und einen Überblick über Ursachen zu erhalten, können die Zahlen von Unfallursachen über mehrere Jahre zusammengezählt werden. Summiert man beispielsweise die Unfallursachen der Jahre 2000 bis 2007 auf (also Daten vor den Datenbrüchen, siehe Abbildung 2.4), so stellte sich heraus, dass die Hauptunfallursache im ÖNACE-Abschnitt B mit etwa 10 % der Unfälle der Kategorie „Fahrzeuge und Sturz von stehenden Fahrzeugen“ zugerechnet wurden (also Unfälle, welche sich beim Auf- und Absteigen des Maschinenführers ergaben oder in einem nicht näher bekannten Zusammenhang mit Fahrzeugen standen).

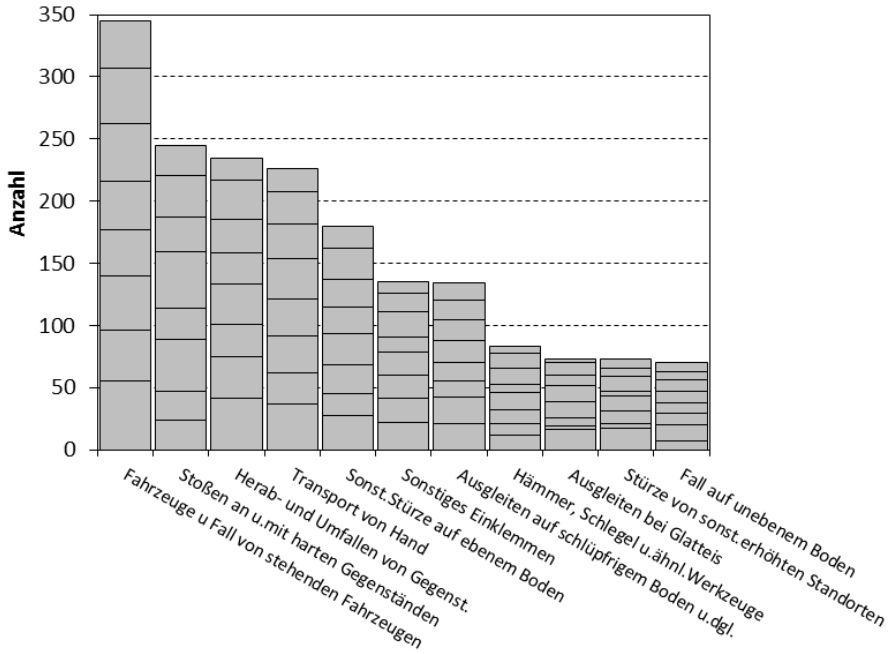


Abbildung 2.4: Die häufigsten Unfallursachen im ÖNACE-Abschnitt B - Bergbau und Gewinnung von Steinen und Erden der Jahre 2000 bis 2007 (Datenquelle AUVA).

Aus diesen Gründen bzw. auf Grundlage der derzeitigen Datenlage ist es nicht möglich Angaben zu etwaigen Arbeitsunfällen zu machen, welche sich aufgrund der in der gegenständlichen Arbeit behandelten Gefahren durch Steinfall oder Absturz in Folge des Versagens des Untergrundes ereigneten.

Gleiches gilt für die **anerkannten tödlichen Arbeitsunfälle** im Tagebau bzw. im Wirtschaftsabschnitt B - Bergbau und Gewinnung von Steinen und Erden.
Betrachtet man bei den anerkannten tödlichen Arbeitsunfällen wieder die Gesamtheit aller Fälle in allen Wirtschaftsabschnitten, so zeigt sich ein deutlicher Rückgang bei deren Anzahl und den Quoten, wobei sich die anerkannten tödlichen Arbeitsunfälle im dargestellten Beobachtungszeitraum (von 130 im Jahr 2002 auf 60 im Jahr 2016) mehr als halbierten (siehe Abbildung 2.5, schwarze Kurve).

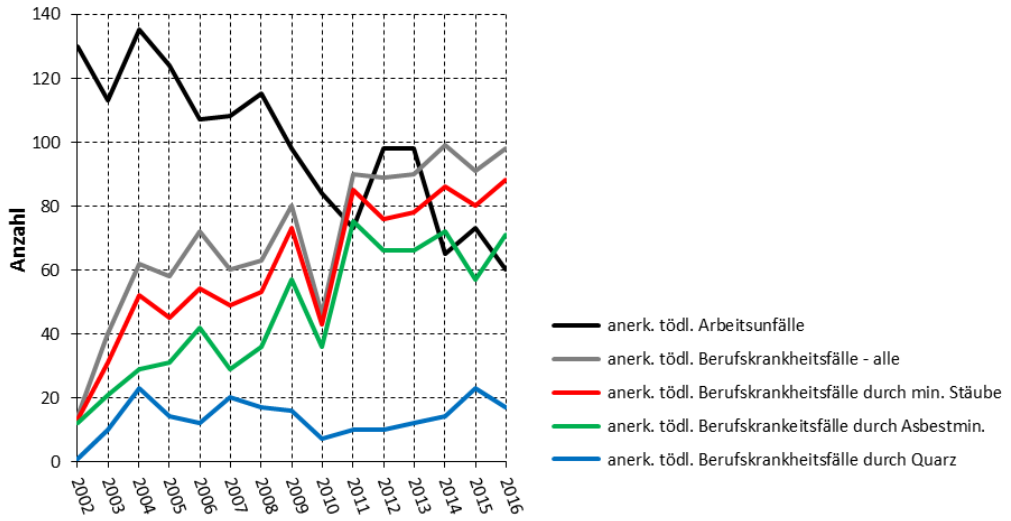


Abbildung 2.5: Zeitreihen zur Entwicklung der Anzahl anerkannter tödlicher Arbeitsunfälle und anerkannter tödlicher Berufskrankheitsfälle in allen Wirtschaftsabschnitten (Datenquelle: div. Tabellen aus BMWA 2003 bis 2008 sowie BMASK 2009 bis 2017)

Bei den Zahlen für den ÖNACE-Abschnitt B - Bergbau und Gewinnung von Steinen und Erden führt wiederum die geringe Arbeitnehmerzahl und die sehr geringe Anzahl von anerkannten tödlichen Arbeitsunfällen zu starken Schwankungen bei der Anzahl und den Quoten (siehe Abbildungen 2.6 und 2.7, schwarze Kurven). Trends oder einen Überblick über Unfallursachen können nicht abgeleitet werden. Im Betrachtungszeitraum 2002 bis 2016 lag die Anzahl anerkannten tödliche Arbeitsunfälle zwischen 0 bis 3 Fälle pro Jahr bzw. ergab einen Mittelwert von 1,3 anerkannten tödliche Arbeitsunfälle pro Jahr (schwarze strichlierte Kurve in Abbildung 2.6).

Im Zusammenhang mit den anerkannten tödlichen Arbeitsunfällen im Bergbau zeigt sich (zusätzlich zu den angeführten Datenbrüchen) ein weiteres Problem bei den Unfalldaten. Die Anzahl der tödlichen Arbeitsunfälle in Tagbauen, welche etwa durch die Medien kommuniziert wurden, ist im Regelfall höher als die anerkannten tödlichen Arbeitsunfälle, welche dem Abschnitt B zugerechnet wurden. Dies dürfte einerseits an der Anerkennungspraxis der AUVA liegen und andererseits dürften Unfälle in Tagbauen, welche durch Unternehmen der Baubranche betrieben werden, dem ÖNACE-Abschnitt F - Bau zugeordnet werden und so die Unfallzahlen im Abschnitt B vermindern.

Vergleich man dennoch die Anzahl der tödlichen Arbeitsunfälle im Abschnitt B mit jenen der gesamten Wirtschaftsabschnitte so zeigt sich, dass die Quoten für den Abschnitt B in der Regel weit über den Quoten der Summe alle Wirtschaftsabschnitte liegen (siehe Abbildung 2.7).

Geht man beispielsweise von zumindest einem anerkannten tödlichen Arbeitsunfall im Jahr 2016 im Abschnitt B bei ein Beschäftigtenanzahl von 7900 aus, so liegt die sich ergebende Quote von 1,26 ca. 6,5-mal höher als die Gesamtquote von 0,2 (3,05 Mio. Arbeitnehmern und 60 anerkannten tödliche Arbeitsunfälle). Im Jahr 2016 wurden jedoch 3 tödliche Arbeitsunfälle in Tagbauen medial bekannt. Bei einer Beschäftigtenanzahl von ungefähr 6500 Arbeitnehmern im Tagbau würde dies eine Quote von 4,6 ergeben, welche somit 24-mal höher als die Gesamtquote ist.

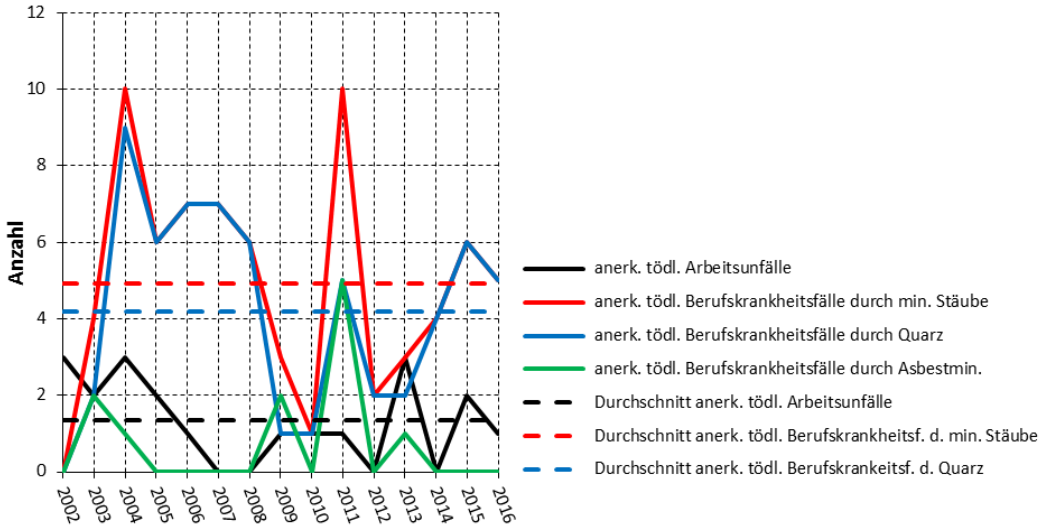


Abbildung 2.6: Zeitreihen zur Entwicklung der Anzahl anerkannter tödlicher Arbeitsunfälle und anerkannter tödlicher Berufskrankheitsfälle im ÖNACE-Abschnitt B - Bergbau und Gewinnung von Steinen und Erden (Datenquelle: div. Tabellen aus BMWA 2003 bis 2008 sowie BMASK 2009 bis 2017)

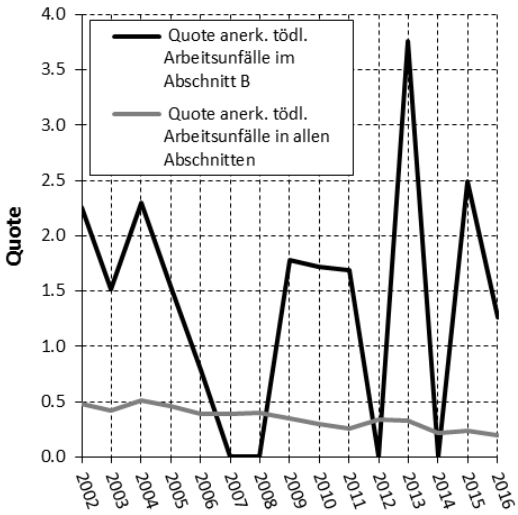


Abbildung 2.7: Vergleich der Quoten anerkannter tödlicher Arbeitsunfälle im ÖNACE-Abschnitt B - Bergbau und Gewinnung von Steinen und Erden mit den Gesamtquoten für alle Wirtschaftsabschnitte (Datenquelle: div. Tabellen aus BMWA 2003 bis 2008 sowie BMASK 2009 bis 2017).

Dies verdeutlicht (im Gegensatz zum Vergleich der Quoten für anerkannte Arbeitsunfälle, bei welchen die Unfallschwere nicht berücksichtigt wird, Abbildung 2.3 rechte Grafik) die Gefährlichkeit dieser Branche, insbesondere des Tagebaues.

Die Wahrscheinlichkeit einen tödlichen Arbeitsunfall (in einem Arbeitsjahr) zu erleiden (Wahrscheinlichkeit = Anzahl tödliche Arbeitsunfälle / Anzahl unselbständig Erwerbstätige) würde im Jahr 2016 für alle Beschäftigten (alle Wirtschaftsabschnitte) $1{,}97 \cdot 10^{-5}$, für Beschäftigte im Abschnitt B $1{,}26 \cdot 10^{-4}$ (1/7900) bzw. für Beschäftigte in Tagebauen $4{,}6 \cdot 10^{-4}$ (unter der Annahme von 3/6500) betragen haben.

Ermittelt man für den Zeitraum 2002 bis 2016 die relative Häufigkeit, indem man den Quotient aus den durchschnittlichen tödlichen Arbeitsunfällen und der durchschnittlichen Anzahl unselbständiger Erwerbstätiger bildet, so erhält man für alle Wirtschaftsabschnitte den Wert $3{,}50 \cdot 10^{-5}$ bzw. für den Abschnitt B den Wert $1{,}44 \cdot 10^{-4}$.

$$h(t,B) = \sum_{i=1}^{n} x_i \Big/ \sum_{i=1}^{n} b_i$$

$h(t, B)$ = relative Häufigkeit in einem Jahr in einem bestimmtem Wirtschaftsabschnitt (B) einen tödlichen Arbeitsunfall (t) zu erleiden, x_i = Anzahl tödlicher Arbeitsunfälle in einem Jahr und b_i = Anzahl unselbständig Erwerbstätiger (in einem bestimmten Abschnitt) in einem Jahr.

Die relative Häufigkeit bzw. die Wahrscheinlichkeit, einen Arbeitsunfall (ohne tödliche Folge) in einem Jahr zu erleiden, kann jedoch nicht angegeben werden, da dies an der Festlegung der Anzahl der möglichen Arbeitsunfälle scheitert. Der Versuch, die Wahrscheinlichkeit eines Arbeitsunfalles mit Wahrscheinlichkeit = Anzahl der Arbeitsunfälle / Anzahl unselbständig Erwerbstätige zu ermitteln, wäre nicht richtig, da ein Arbeitnehmer im Jahr mehrere Arbeitsunfälle erleiden kann (die Anzahl der möglichen Arbeitsunfälle muss also höher sein).

Ein weiteres Maß, um Vergleiche anstellen zu können, sind Arbeitsunfallraten, wie diese in den Empfehlungen für das Schutzziel bei gravitativen Naturgefahren in Österreich der Österreichische Gesellschaft für Geomechanik (2014) verwendet wurden und gibt das Verhältnis von Arbeitsunfällen zu geleisteten Arbeitsstunden (z.B. in einem Wirtschaftsabschnittes) an.

$$Arbeitsunfallrate = \frac{Anzahl\ tödl. Arbeitsunfälle\ od. Anzahl\ aller\ Arbeitsunfälle}{Beschäftigtenzahl\ \cdot durchschnittliche\ Arbeitszeit\ pro\ Woche\ \cdot 52}$$

Die durchschnittlich Wochenarbeitszeit liegt für Männern bei 35,1, für Frauen bei 27,2 und Gesamt bei 34,1 Stunden pro Woche.

Im Zusammenhang mit anerkannten tödlichen Arbeitsunfällen soll abschließend kurz auf die Entwicklung der **anerkannten tödlichen Berufskrankheitsfälle** eingegangen werden, deren Anerkennungen in den Wirtschaftsabschnitten insgesamt im Beobachtungszeitraum (von 14 Fällen im Jahr 2002 auf 98 Fälle im Jahr 2016) stark anstiegen und im Vergleich zu den anerkannten tödlichen Arbeitsunfällen einen gegenläufigen Trend zeigten (graue Kurve in Abbildung 2.5). Der Hauptanteil an anerkannten tödlichen Berufskrankheitsfällen ergibt sich mit 86 % aufgrund der

Belastung durch mineralische Stäube (rote Kurve in Abbildung 2.5), welche in den Jahren 2011, 2014 bis 2016 sogar über den tödlichen Arbeitsunfällen lagen (2016 sogar deutlich höher). Hierbei entfielen 77 % der Fälle auf die Berufskrankheitsklassen 27a bis 27d, welche im Zusammenhang mit asbestmineralführenden Stäuben mit eindeutig krebserzeugenden Eigenschaften stehen (grüne Kurve) und 23 % der Fälle fielen in die Berufskrankheitsklassen 26a bis 26c, welche im Zusammenhang mit quarzführenden Stäuben gebracht werden (blaue Kurve). Hinzuweisen ist, dass quarzführende Stäube, welche bisher als mineralische Staube mit fibrogenen Eigenschaften galten, nunmehr aufgrund der Novellierung der Karzinogene-Richtlinie 2004/37/EG (RL 2017/2398 vom 12. Dez. 2017) ebenso krebserzeugende Eigenschaften zugewiesen werden. Bezüglich der genannten Berufskrankheitsklassen wird auf die Tabelle 2.1 verwiesen.

(BK-26a)	Staublungenerkrankung (Silikose oder Silikatose) mit objektiv feststellbarer Leistungsverminderung von Atmung und Kreislauf
(BK-26b)	Staublungenerkrankung in Verbindung mit aktivfortschreitender Lungentuberkulose (Siliko-Tuberkulose)
(BK-26c)	Bösartige Neubildungen der Lunge durch die Einwirkung von kristallinem Siliziumdioxid bei Silikose. Diese Klasse wird erst seit 2012 ausgewiesen.
(BK-27a)	Asbeststaublungenerkrankung (Asbestose) mit objektiver feststellbarer Leistungsminderung von Atmung oder Kreislauf
(BK-27b)	Bösartige Neubildungen des Rippenfells, des Herzbeutels und des Bauchfelles durch Asbest. Bis 2012 wurden auch Fälle von bösartigen Neubildungen der Lunge und des Kehlkopfes durch Asbest in dieser Klasse geführt. Nunmehr finden sich diese in den Klassen (BK-27c) und (BK-27d).
(BK-27c)	Bösartige Neubildungen der Lunge durch Asbest
(BK-27d)	Bösartige Neubildungen des Kehlkopfes durch Asbest.

Tabelle 2.1: In Hinblick auf mineralische Stäube relevante Klassen von Berufskrankheiten gem. § 177 ASVG bzw. Anhang 1 ASVG

Betrachtet man die Zahlen und die Entwicklung der anerkannten tödlichen Berufskrankheitsfälle im ÖNACE-Abschnitt B - Bergbau und Gewinnung von Steinen und Erden (siehe Abbildung 2.6), so zeigt sich für den Zeitraum 2002 bis 2016, dass anerkannte tödlichen Berufskrankheitsfälle verursacht durch mineralische Stäube 78 % (also ca. 4/5) aller Todesfälle insgesamt bzw. durchschnittlich 4,9 Todesfälle pro Jahr ausmachten, wohingegen die tödlichen Arbeitsunfälle im Bergbau nur 22 % (also ca. 1/5) aller Todesfälle einnahmen. Von den sich aus den mineralischen Stäuben ergebenden tödlichen Berufskrankheitsfälle im Bergbau, entfielen im Zeitraum 2002 bis 2016 insgesamt 85 % der Fälle auf die Berufskrankheitsklassen 26a bis 26c (Quarz), im Durchschnitt 4,2 Todesfälle pro Jahr, und lediglich 15% auf die Berufskrankheitsklassen 27a bis 27d (Asbestminerale). Die Tatsache, dass der Wirtschaftsabschnitt B offenbar ein „Quarzstaubproblem“ hat, verdeutlicht die Tatsache, dass fast **1/3** (30,6 %) **aller anerkannten tödlichen Berufskrankheitsfalle der Berufskrankheitsklassen 26a bis 26c** auf den Abschnitt B (mit 3,6 % im Kohlenbergbau, 5,2 % im Erzbergbau und 21,7% bei der Gewinnung von Steinen und Erden) entfielen (gefolgt vom Wirtschaftsabschnitt F – Bau mit 23,8 %). Um dieses Ergebnis angesichts der geringen Zahl der Beschäftigten in der Bergbaubranche zu erzielen, muss ein hoher Prozentsatz dieser Arbeitnehmer auch gegenüber Quarzstaub exponiert sein (oder war es zumindest in der Vergangenheit).

In Summe lassen sich diese Zahlen wie folgt interpretieren:

- Im Abschnitt B bzw. im Tagebau ereigneten sich im Vergleich zum Durchschnitt (alle Wirtschaftsabschnitte) verhältnismäßig viele anerkannte tödliche Arbeitsunfälle, jedoch verhältnismäßig wenige anerkannte Arbeitsunfälle.

- Diese (wenigen) Arbeitsunfälle führen jedoch zu einem sehr hohen Anteil von tödlichen Arbeitsunfällen. Es liegt der ungewöhnliche Fall vor, dass das Unfallrisiko zwar deutlich unterdurchschnittlich ist (Durchschnitt über alle Wirtschaftsabschnitte), jedoch das Risiko, einen tödlichen Unfall zu erleiden, extrem über dem Durchschnittswert aller Branchen liegt.
- Bezüglich des Verhältnisses von Arbeitsunfällen mit leichter zu schweren Verletzungen können aufgrund der vorliegenden Daten keine Aussagen getroffen werden.
- Aussagen bezüglich Trends bei den Unfallursachen können aufgrund der vorliegenden Daten nicht gemacht werden.
- Die Anzahl anerkannter Berufskrankheitsfälle im Tagebau, die den Berufskrankheitsklassen 26a bis 26c zugeordnet werden und sich aufgrund der Exposition von Beschäftigten gegenüber quarzführenden Stäuben ergeben, ist angesichts der geringen Arbeitnehmeranzahl extrem hoch. Das Verhältnis von tödlichen Berufskrankheitsfällen zu tödlichen Arbeitsunfällen beträgt laut Zeitreihe 4:1.

3. Vorgaben des Arbeitnehmerschutzrechts

Im Folgenden soll ein kurzer Überblick über die Grundlagen und Gliederung des Arbeitnehmerschutzrechtes mit dem Fokus auf den technischen Arbeitnehmerschutz bei der Gewinnung von festen mineralischen Rohstoffen ober Tage in Tagbauen gegeben werden.

3.1. Grundlagen und Gliederung des Arbeitnehmerschutzrechtes

Das Arbeitnehmerschutzrecht ist Teil des Arbeitsrechts und gliedert sich in folgende zwei Bereiche:

- technischer und arbeitshygienischer Arbeitnehmerschutz
- Verwendungsschutz

Die Regelungen des **Verwendungsschutzes** betreffen den Schutz besonders schützenswerter Personengruppen, wie etwa Kinder, Jugendliche oder werdende und stillende Mütter (beispielsweise Mutterschutzgesetz sowie Kinder- und Jugendlichenbeschäftigungsgesetz) bzw. umfassen Bestimmungen zur Beschäftigungsdauer und zu Ruhezeiten für Arbeitnehmer (beispielsweise Arbeitszeitgesetz und Arbeitsruhegesetz).

Zum **technischen und arbeitshygienischen Arbeitnehmerschutz** (auch als Arbeitssicherheit und Gesundheitsschutz bezeichnet) zählen technische und arbeitshygienische Schutzvorschriften, mit welchen vor allem Gefahren und Belastungen, die zu Arbeitsunfällen und Berufskrankheiten führen können, vermieden werden sollen.

Die zentrale Rechtsvorschrift des technischen und arbeitshygienischen Arbeitnehmerschutzes ist das **ArbeitnehmerInnenschutzgesetz (ASchG, BGBl. Nr. 450/1994)**.
Dieses resultiert aus der Umsetzung der **Arbeitnehmerschutzrahmenrichtlinie (RL 89/391/EWG**) des Gemeinschaftsrechts. Neben dieser Rahmenrichtlinie wurden (aufgrund des Art. 153 des Vertrags über die Arbeitsweise der Europäischen Union) eine Reihe von Einzelrichtlinien zu Sicherheit und dem Gesundheitsschutz bei der Arbeit durch die Europäische Union erlassen. Diese Einzelrichtlinien präzisieren die grundlegenden Bestimmungen der Rahmenrichtlinie weiter und bilden in Summe die Grundlage aller europäischen Rechtsvorschriften im Bereich Sicherheit und Gesundheitsschutz bei der Arbeit. Die Umsetzung der Einzelrichtlinien in nationales Arbeitnehmerschutzrecht erfolgt durch auf das ArbeitnehmerInnenschutzgesetz gestützte Verordnungen (sogenannte ASchG-Verordnungen). Mit diesen Verordnungen erfolgte aber nicht nur eine Umsetzung, sondern eine weitere Konkretisierung der Bestimmungen, da Richtlinien im Regelfall keine konkreten Werte vorgeben. Derzeit (Stand 2018) liegen 27 auf das ArbeitnehmerInnenschutzgesetz gestützte Verordnungen bzw. weitere 5 auf Grundlage von ArbeitnehmerInnenschutzgesetz und der Gewerbeordnung 1994 (GewO 1994, BGBl. Nr. 194/1994) erlassene Verordnungen vor.

Eine Auflistung der derzeit geltenden Rechtsvorschriften des technischen und arbeitshygienischen Arbeitnehmerschutzes (exklusive der Bestimmungen für den Bereich Verkehr, Land- und Forstwirtschaft sowie des Bundes- oder Landesbedienstetenschutzes) ist der Abbildung 3.1 zu entnehmen.

nationaler technischer Arbeitnehmerschutz		Gemeinschaftsrecht
ArbeitnehmerInnenschutzgesetz (ASchG, BGBl. Nr. 450/1994)		← Rahmenrichtlinie (RL 89/391/EWG)
Verordnungen auf Grundlage des ASchG		Einzelrichtlinien
Allgemeines	Kennzeichungsverordnung (KennV, BGBl. II Nr. 101/1997) VO SiGeDokumente (DOK-VO, BGBl. II Nr. 478/1996)	← Kennzeichnungsrichtl. (RL 92/58/EWG)
Arbeitsstätten	Arbeitsstättenverordnung (AStV, BGBl. II Nr. 368/1998)	← Arbeitsstättenrichtl. (RL 89/654/EWG)
Arbeitsmittel	Arbeitsmittelverordnung (AM-VO, BGBl. II Nr. 164/2000) Elektorschutzverordnung (ESV 2012, BGBl. II Nr. 33/2012)	← Arbeitsmittelrichtl. (RL 2009/104/EG)
Arbeitsstoffe	Grenzwerteverordnung 2011 (GKV 2011, BGBl. Nr. 253/2001)	← RL chemische Arbeitsstoffe (RL 98/24/EG) Richtgrenzwerterichtl. (RL 91/322/EwG) 1. Richtgrenzwerterichtl. (RL 2000/39/EG) 2. Richtgrenzwerterichtl. (RL 2006/15/EG) 3. Richtgrenzwerterichtl. (RL 2009/161/EG) Asbestrichtlinie (RL 2009/148/EG) Karzionogene-Mutagene-RL (RL 2004/37/EG)
	VO biol. Arbeitsstoffe (VbA, BGBl. II Nr. 237/1998) VO explosionsf. Atm. (VEXAT, BGBl. II Nr. 309/2004)	← biol. Arbeitsstoffe RL (RL 2000/54/EG) ← ATEX (RL 1999/92/EG)
Gesundheitsüberw.	VO Gesundheitsüberwachung (VGÜ 2014, BGBl. II Nr. 27/1997)	
Arbeitsvorgänge u. -plätze	**Tagbauarbeitenverordnung (TAV, BGBl. II Nr. 416/2010)** **Bohrarbeitenverordnung (BohrarbV, BGBl. II Nr. 140/2005)** **Sprengarbeitenverordnung (SprengV, BGBl. II Nr. 358/2004)**	← Mineralgewinnungsrichtl. (RL 92/104/EWG) ← Bohrungenrichtlinie (RL 92/91/EWG)
	Fachkenntnisnachweis-VO (FK-V, BGBl. II Nr. 13/2007) Bühnenfachkenntniss-VO (Bühnen-FK-V, BGBl. II Nr. 403/2003) Bildschirmarbeitsverordnung (BS-V, BGBl. II Nr. 124/1998) VO Lärm u. Vibrationen (VOLV, BGBl. II Nr. 22/2006)	← Bildschirmrichtl. (RL 90/270/EWG) ← Lärmrichtlinie (RL 2003/10/EG) Vibrationsrichtlinie (RL 2002/44/EG)
	VO persönl. Schutzausrüstung - (PSA-V, BGBl. II Nr. 77/2014) VO optische Strahlung (VOPST, BGBl. II Nr. 221/2010) VO elektromagnetische Felder (VEMF, BGBl. II Nr. 179/2016) Nadelstichverordnung (NastV, BGBl. II Nr. 13/2013)	← PSA-RL (RL 89/656/EWG) ← RL opt. Strahlung (RL 2006/25/EG) ← EMF-RL (RL 2013/35/EG) ← Nadelstich RL (RL 2010/32/EU) Lastenrichtl. (RL 90/269/EWG)
Präventivdienste	VO Fachausbildung SFK (SFK-VO, BGBl. II Nr. 277/1995) VO SVP (SVP-VO, BGBl. II Nr. 172/1996) VO sicherheitstechn. Zentren (STZ-VO, BGBl. II Nr. 450/1998) VO arbeitsmed. Zentren (AMZ-VO, BGBl. II Nr. 441/1996)	
Übergangsrecht	Bauarbeiterschutzverordnung (BauV, BGBl. Nr. 340/1994) Druckluft- und Taucherarbeiten-VO (BGBl. Nr. 501/1973) VO Betriebsbewilligungen (BGBl. Nr. 116/1976)	
Verordnungen auf Grundlage des ASchG und der GewO 1994		
	Flüssiggas-Verordnung 2002 (FGV, BGBl. II Nr. 446/2002) Flüssiggas-Tankstellen-VO 2010 (BGBl. II Nr. 247/2010) Druckgaspackungslagerungs-VO (BGBl. II Nr. 489/2002) VO brennbare Flüssigkeiten (VbF, BGBl. Nr. 240/1991) Kälteanlagenverordnung (BGBl. Nr. 305/1969)	
Allgemeine Arbeitnehmerschutz-VO (AAV, BGBl. Nr. 218/1983)		
Bauarbeitenkoordinationsgesetz (BauKG, BGBl. I Nr. 37/1999)		← Baustellenrichtl. (RL 92/57/EWG)
durch MinroG übergeleitete Arbeitnehmerschutzvorschriften		
	Allgemeine Bergpolizeiverordnung (ABPV, BGBl. Nr. 114/1959) **BPV f. d. Seilfahrt (BGBl. Nr. 14/1968)**	

Kolenprat

Abbildung 3.1: Auflistung der geltenden Vorschriften des technischen und arbeitshygienischen Arbeitnehmerschutzrechts (Stand 2018) sowie der Arbeitnehmerschutzbestimmungen des Gemeinschaftsrechtes. VO steht hierbei als Abkürzung für Verordnung bzw. RL für Richtlinie.

Diese Auflistung verdeutlicht den (modularen) Aufbau des technischen Arbeitnehmerschutzrechts indem Verordnungen (im Regelfall in Umsetzung des Gemeinschaftsrechtes) zu verschiedenen Aspekten (z.B. Arbeitsmittel, Arbeitsstoffe usw.) bzw. den einzelnen Abschnitten des Arbeitnehmerschutzgesetzes erlassen wurden und so die grundlegenden Bestimmungen des ArbeitnehmerInnenschutzgesetzes (ASchG) konkretisieren und präzisieren.

Hinzuweisen ist, dass ein Großteil dieser rechtlichen Vorgaben branchenunabhängig ist und nur in Einzelfällen (wie z.B. dem Bergbau) zusätzliche branchenspezifische Vorschriften existieren. Weiters demonstriert diese Auflistung, wie umfangreich das derzeit geltende technische und

arbeitshygienische Arbeitnehmerschutzrecht (für die dem ArbeitnehmerInnenschutzgesetz unterliegenden Betriebe) ist.

Neben dem ArbeitnehmerInnenschutzgesetz (ASchG) und dessen Verordnungen gibt es weitere gesetzliche Vorgaben des technischen Arbeitnehmerschutzrechts. Dies wäre einerseits die übergeleitete (also vor in Kraft treten des ASchG erlassen Verordnung und nunmehr als Bundesgesetze geltende) **Allgemeine Arbeitnehmerschutzverordnung (AAV, BGBl. Nr. 218/1983)**, deren rechtliche Vorgaben sukzessive ersetzt werden, und das aufgrund der **EU-Baustellenrichtlinie (RL 92/57/EWG)** geschaffene **Bauarbeitenkoordinationsgesetz (BauKG, BGBl. I Nr. 37/1999)**. Ein Spezifikum des Bauarbeitenkoordinationsgesetz ist es, dass es (im Gegensatz zu den anderen Rechtsvorschriften des Arbeitnehmerschutzrechts, welche als Normadressat den Arbeitgeber haben) als Normadressaten entsprechend dem Verursacherprinzip Bauherren bzw. Projektleiter sowie Planungs- und Baustellenkoordinatoren hat.

Im **Bergbau** gelten grundsätzlich alle branchenunabhängigen Bestimmungen des technischen und arbeitshygienischen Arbeitnehmerschutzes (siehe Abbildung 3.1), klarerweise mit der Maßgabe, dass die einzelnen rechtlichen Vorgaben auch praxisrelevant sind.

Der Bergbau (also der Bergbau ober und unter Tage nach festen mineralischen Rohstoffen und der Bohrlochbergbau) ist aber eine jener wenigen Branchen, für welche es eigene branchenspezifische Arbeitnehmerschutzbestimmungen (sowohl im nationalen als auch im gemeinschaftlichen Arbeitnehmerschutzrecht) gibt, welche zusätzlich einzuhalten sind. Diese sektorspezifischen Regelungen begründen sich einerseits historisch und andererseits aufgrund von Zweckmäßigkeiten. Reglungen dieser Art und in diesem Umfang sind sonst nur für Bauarbeiten und den Verkehrsbereich (Eisenbahnen, Schiff- und Luftfahrt) vorgesehen.

Neben den nachstehend angeführten speziellen Verordnungen für den Bergbau, werden bereits mit dem ArbeitnehmerInnenschutzgesetz (z.B. § 20 Abs. 7, § 60 Abs. 4 u. 5 sowie § 98 Abs. 2 ASchG) und den branchenübergreifenden Verordnungen besondere Vorgaben für den Bergbau gemacht. Beispielsweise wird (anders als in allen anderen Branchen) die Erstellung von Plänen für die Wartung von Arbeitsmittel und von elektrischen Betriebsmitteln in Bergbaubetrieben vorgeben (§ 16 Abs. 2 AM-VO und § 7 Abs. 5 ESV 2012) oder werden kürzere Intervalle für wiederkehrende Prüfungen von elektrischen Betriebsmitteln im Bergbau vorgeschrieben (§ 9 Abs. 2 Z 4. u. 5.ESV 2012).

Die speziellen **Verordnungen nach dem ArbeitnehmerInnenschutzgesetz für den Bergbau** sind:

- **Tagbauarbeitenverordnung (TAV, BGBl. II Nr. 416/2010)**
- **Bohrarbeitenverordnung (BohrarbV, BGBl. II Nr. 140/2005)**

Die **Tagbauarbeitenverordnung (TAV, BGBl. II Nr. 416/2010)** ist jene Arbeitnehmerschutzvorschrift, die den Arbeitnehmerschutz in Arbeitsstätten und auswärtige Arbeitsstellen regelt, in welchen feste mineralische Rohstoffe ober Tage in Tagbauen gewonnen und im örtlichen Zusammenhang mit der Gewinnung aufbereitet werden (Geltungsbereich § 1 TAV). Die Tagbauarbeitenverordnung ersetzte (nach § 21 Abs. 1 bis 3 TAV) die vormals geltenden Bestimmungen der ‚Steinbruchverordnung' (BGBl. Nr. 253/1955) sowie die Bestimmungen zu Tagebauen der Allgemeinen Bergpolizeiverordnung

(ABPV, BGBl. Nr. 114/1959). Weiters stellt sie die Umsetzung der **Mineralgewinnungsrichtlinie (RL 92/104/EWG)** für mineralgewinnende Betriebe ober Tage dar.

Mit der Tagbauarbeitenverordnung wird eine Reihe von Vorgaben gemacht, welche in dieser Form vor allem für den Bergbau typisch sind (bzw. in anderen Branchen nicht vorgesehen werden) und aus der Umsetzung der Mineralgewinnungsrichtlinie (RL 92/104/EWG) resultieren. Hierzu zählen folgende Aspekte:

- Die Bestellung einer **fachkundigen Leitung** (§ 3 TAV), welche eine Reihe von Aufgaben zu erfüllen hat. Zu diesen Aufgaben gehören die Beaufsichtigung der Arbeitnehmer, die Überprüfung des Tagbaues (§ 16 Abs. 1 u. 2 TAV), die Erteilung der Arbeitsfreigabe (§ 4 TAV) sowie Absperrung von instabilen Bereichen (§ 15 Abs. 1 TAV). Diese verantwortungsvolle Tätigkeit erfordert besondere Kenntnisse hinsichtlich der sicheren Arbeitsweisen und der in Betracht kommenden Arbeitnehmerschutzvorschriften.
- Die Anwendung eines **Arbeitsfreigabesystems für gefährliche Arbeiten** (§ 4 TAV), wie z.B. die Freigabe von Arbeiten, welche ausnahmsweise in tagbauspezifischen Gefahrenbereichen durchgeführt werden.
- Die Einrichtung von **Kommunikations-, Warn- und Alarmsystemen** (§ 5 TAV), um im Bedarfsfall rasch Hilfs-, Evakuierungs- und Rettungsmaßnahmen einleiten zu können.
- Die Durchführung von jährlichen **Sicherheitsübungen** (§ 6 Abs. 3 TAV) bzw. einer jährlichen Information und Unterweisung der Arbeitnehmer (§ 17 TAV)

Neben diesen Regelungen enthält die Tagbauarbeitenverordnung aber vor allem **Vorgaben zur sicheren Gestaltung von Tagbauen** und zu technischen und organisatorischen Sicherungsmaßnahmen im Tagbau. Hierzu zählen beispielsweise die Evaluierung geogener Gefahren (§ 8 TAV), die Festlegung von tagbauspezifischen Gefahrenbereichen, welche sich aufgrund des Versagens des Gebirges ergeben (§ 10 TAV), die Festlegung von gefahrenspezifischen Tagbauzuschnittsparametern (§§ 9 bis 13 TAV), die Durchführung von täglichen und periodischen Überprüfungen des Tagbaues (§ 16 TAV) sowie Sicherungsarbeiten, um Gefahrenquellen zu beseitigen (§ 15 Abs. 1 TAV). Eine detaillierte Behandlung dieser Themen erfolgt nachstehend.

Hinzuweisen ist, dass mit der Tagbauarbeitenverordnung die spezifischen Gefahren in Tagbauen berücksichtigt werden, also vor allem geogen bedingte Gefahren. Gefahren bzw. Vorgaben, welche branchenübergreifend sind, werden daher in der Tagbauarbeitenverordnung nicht behandelt. Beispielsweise finden sich in der Tagbauarbeitenverordnung keinerlei Vorgaben zur Gestaltung von Betriebsgebäuden oder Anlagen (z.B. Vorgaben zu Mindestraumhöhen, Mindestbreiten von Verkehrswegen udgl.). Entsprechende Bestimmungen gibt die hierfür anzuwendende Arbeitsstättenverordnung (AStV, BGBl. II Nr. 368/1998) vor.
Ein weiteres Beispiel sind Arbeiten im Zusammenhang mit der Errichtung von Zufahrtsstraßen, Betriebsgebäuden, Aufbereitungsanlagen oder sonstiger baulicher Anlagen. Diese Arbeiten stellen Bauarbeiten dar, für welche die Bauarbeiterschutzverordnung (BauV, BGBl. Nr. 340/1994) und das Bauarbeitenkoordinationsgesetz (BauKG, BGBl. I Nr. 37/1999) anzuwenden sind.

Eine Ausnahme stellen lediglich die Bestimmungen zu Kabinenschutzaufbauten gegen herabfallendes Gestein dar (§ 14 TAV). Diese Ergänzungen zu den Bestimmungen der Arbeitsmittelverordnung (AM-VO, BGBl. II Nr. 164/2000) sind erforderlich, da die Schutzmaßnahmen insbesondere im

Festgesteinstagbauen Anwendung finden sollten. In diesem Zusammenhang wird auf die Ausführungen im Kapitel 7 (Schutzaufbauten gegen herabfallendes Gestein) hingewiesen.

Die **Bohrarbeitenverordnung (BohrarbV, BGBl. II Nr. 140/2005)** regelt den Arbeitnehmerschutz im Bohrlochbergbau, also dem Aufsuchen und Gewinnen von gasförmigen, flüssigen oder in Lösung gebrachten mineralischen Rohstoffen und von geothermischer Energie (bei Bohrlochtiefen > 300 m) durch Bohrungen, sowie bei Behandlungsarbeiten an fertig gestellten Bohrlöchern (Geltungsbereich § 1 BohrarbV). Die Bohrarbeitenverordnung stellt die Umsetzung der **Bohrungenrichtlinie (RL 92/91/EWG)** des Gemeinschaftsrechtes dar.

Neben bergbauspezifischen Regelungen (z.B. zu Aufsichtspersonen, Arbeitsfreigabesystemen, Kommunikations-, Warn- und Alarmsystemen und Sicherheitsübungen) werden mit der Bohrarbeitenverordnung vor allem Vorgaben zu technischen Schutzmaßnahmen gegenüber austretenden, unter Druck stehenden, heißen oder giftigen Medien gemacht (z.B. Regelungen zu Systemen zur Absperrung, Totpumpen und Druckentlastung von Bohrlöchern, Vorgaben zu Fernbedienungen in Notfällen sowie zu Einrichtungen zur Bohrlochkontrolle).

Eine weitere Verordnung, die auf Grundlage des ArbeitnehmerInnenschutzgesetzes erlassen wurde und eine hohe Relevanz im Bergbau hat, ist die **Sprengarbeitenverordnung (SprengV, BGBl. II Nr. 358/2004)**, welche Vorgaben zum fachgerechten Herstellen von Sprengladungen und Zündanlagen (für Gewinnungssprengungen im Festgesteinstagebau bzw. im Untertagebergbau oder Perforationssprengungen im Bohrlochbergbau), dem innerbetrieblichen Transport und Lagerung von Sprengmitteln, bis hin zum Entschärfen von Sprengladungen und der Beseitigung von Versagern macht.
Sie ist jedoch keine rein bergbauspezifische Vorschrift, sondern stellt auch für Sprengarbeiten im Rahmen von Bauarbeiten (Sprengvortrieb im Tunnelbau, Abbruchssprengungen) oder bei Lawinenauslösesprengarbeiten zur Sicherung von Verkehrswegen, Siedlungen oder Skipisten die maßgebliche Rechtsvorschrift dar.

Der Vollständigkeit halber sei erwähnt, dass neben den auf Grundlage des ASChG erlassenen Verordnungen zwei weitere Verordnungen, welche aufgrund des § 195 Mineralrohstoffgesetz (MinroG, BGBl. I Nr. 38/1999) als bergrechtliche und arbeitnehmerschutzrechtliche Bestimmung übergeleitet wurden und nun als Bundesgesetze in Kraft stehen, derzeit noch relevant sind. Dies sind die **Allgemeine Bergpolizeiverordnung** (APBV, BGBl. Nr. 114/1959) und die **Bergpolizeiverordnung für die Seilfahrt** (BPV-Seilfahrt, BGBl. Nr. 14/1968). Beide Vorschriften betreffen den Arbeitnehmerschutz im Bergbau unter Tage (in Grubenbauen) und bleiben als arbeitnehmerschutzrechtlichen Bestimmungen so lange im Bestand bis diese durch neue Verordnungen auf Grundlage des ASchG ersetzt werden.

Daneben gibt es noch das **Übereinkommen 176 der International Labour Organisation** (ILO), welches mit dem **Übereinkommen über den Arbeitsschutz in Bergwerken (BGBl. III Nr. 77/2000)** in Form eines Staatsvertrages ratifiziert wurde. Die darin angeführten Vorgaben werden aber durch die Bestimmungen des geltenden Arbeitsnehmerschutzrechts vollständig abgedeckt, sodass diesem Übereinkommen keine praktische Bedeutung zukommt.

3.2. Arbeitsplatzevaluierung

Ein wesentlicher Aspekt des Arbeitnehmerschutzrechts, auf welche in Folge immer wieder eingegangen wird, ist die sogenannte **Gefahrenermittlung und –beurteilung sowie Festlegung von Maßnahmen zur Gefahrenverhütung**, welche auch als **Arbeitsplatzevaluierung** bezeichnet wird.

Unter Arbeitsplatzevaluierung wird die gesetzliche Vorgabe verstanden, dass zusätzlich zur Einhaltung konkreter gesetzlicher Bestimmungen (welche mit dem ASchG, dessen Verordnungen oder mit Bescheidauflagen vorgegeben werden) und ergänzend zur Einhaltung von Hersteller- und Inverkehrbringerangaben (beispielsweise in Form von Betriebsanweisungen für Arbeitsmittel oder Sicherheitsdatenblätter für Arbeitsstoffe), Arbeitgeber darüber hinaus die Verpflichtung haben betriebsspezifische Gefahren und Belastungen zu ermitteln und zu beurteilen, um dagegen wirksame Schutzmaßnahmen zu ergreifen (siehe Ablaufschema der Abbildung 3.2).

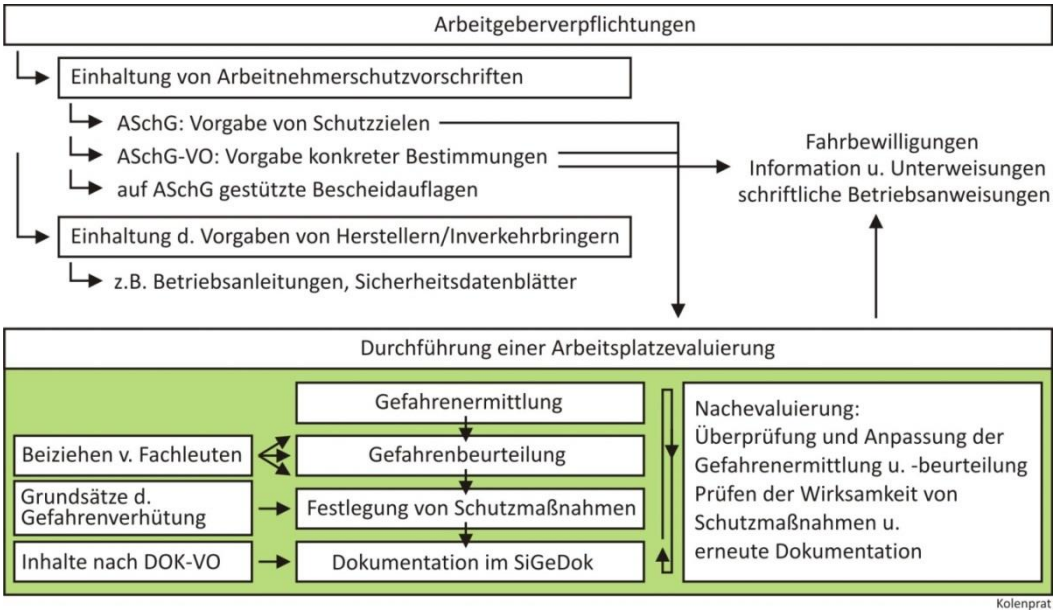


Abbildung 3.2: Ablaufschema zur Arbeitsplatzevaluierung

Die rechtliche Vorgabe zur Arbeitsplatzevaluierung stammt aus dem EU-Gemeinschaftsrecht. Insbesondere enthält die Arbeitnehmerschutzrahmenrichtlinie (RL 89/391/EWG) in den Art. 6 Abs. 1 u. 3, Art. 9 Abs. 1 und Art. 10 Abs. 3 diesbezügliche Bestimmungen. Darüber hinaus findet sich eine Reihe von Bestimmungen zur Arbeitsplatzevaluierung in den Einzelrichtlinien, beispielsweise in der Mineralgewinnungsrichtlinie (RL 92/104/EWG) und der Bohrungenrichtlinie (RL 92/91/EWG), welche den Bergbau betreffen.

Das Gemeinschaftsrecht wurde mit Beitritt Österreichs zur Gemeinschaft in das nationale Arbeitnehmerschutzrecht übernommen, wobei die Einführung der Evaluierungsverpflichtung eine grundlegende Neuerung gegenüber dem bis dahin geltenden österreichischen Arbeitnehmerschutzrecht darstellte. Im Wesentlichen erfolgte die Umsetzung durch die Bestimmungen der §§ 4, 5, 7, 35 Abs. 2 und 41 ArbeitnehmerInnenschutzgesetz (ASchG). Weitere konkretisierende Bestimmungen zur Evaluierung finden sich überdies in einer Reihe von Verordnungen nach dem ArbeitnehmerInnenschutzgesetz (wie z. B. DOK-VO, VEXAT, VOLV, PSA-V), sowie dem Mutterschutzgesetz (MSchG) oder dem Kinder- und Jugendbeschäftigungsgesetz (KJBG).

Im weiteren Sinn ist aber auch das Bauarbeitenkoordinationsgesetz (BauKG) als, ein um die Koordinierung erweitertes, Instrumentarium der Arbeitsplatzevaluierung zu sehen.

Spezielle Evaluierungsbestimmungen für den Bergbau findet man in den §§ 8, 7 Abs. 2 bis 5, 9, 10, 12 und 14 TAV (auf welche noch eingegangen wird) sowie in § 4 BohrarbV und § 5 SprengV.

Unter der Arbeitsplatzevaluierung wird ein systematischer Prozess verstanden, welcher sich im Detail wie folgt zusammensetzt:

Gefahrenermittlung und -beurteilung

Grundsätzlich sind Arbeitgeber nach § 4 Abs. 1 ASchG verpflichtet alle betriebsspezifischen Gefahren und Belastungen für die Sicherheit und die Gesundheit von Arbeitnehmern zu ermitteln und zu beurteilen (bzw. ermitteln und beurteilen zu lassen), welche sich im Zusammenhang mit der Gestaltung und der Einrichtung von Arbeitsstätten und -plätzen, dem Einsatz von Arbeitsmittel, der Verwendung von Arbeitsstoffen, sowie bei Arbeitsverfahren und Arbeitsvorgängen ergeben. Dies bedeutet, dass Arbeitgeber somit praktisch alle betrieblichen Einflussfaktoren, Aspekte und Abläufe bei der Gefahrenermittlung und -beurteilung zu berücksichtigen haben.

Ergänzend zu diesen allgemein gehaltenen Vorgaben des § 4 Abs. 1 ASchG werden in weiteren Bestimmungen des ASchG, insbesondere jedoch in den ASchG-Verordnungen, speziell zu berücksichtigende Gefahren genannt, von denen der Gesetzgeber ausgeht, dass Arbeitnehmer diesen Gefahren in einer Branche oder bei bestimmten Arbeitsverfahren im Regelfall ausgesetzt sein werden. Hierzu zählen auch die mit § 8 Abs. 1 TAV gelisteten Gefahren, welche speziell bei der Gefahrenermittlung und –beurteilung im Tagebau zu berücksichtigen sind.

Charakteristisch für den Tagebau sind die hierbei auftretenden **geogenen Gefahren** (§ 8 Abs. 1 Z 1 und 4 TAV). Geogene (bzw. geogen bedingte) Gefahren in Tagbauen sind jene Gefahren für Arbeitnehmer, welche sich aus dem Versagen des Untergrundes ergeben und zur Absturzgefahr, zur Gefahr durch herabfallendes Gestein oder zur Gefahr des Verschüttetwerdens führen, sowie Belastungen durch im Zuge der Gewinnung und der Aufbereitung freigesetzte mineralische Stäube (welche als gefährliche Arbeitsstoffe gelten, insbesondere Asbestminerale und Quarz mit kanzerogenen Eigenschaften).

Ziel der **Gefahrenermittlung** (Gefahrenidentifikation) ist es, Gefahren, welche zu einer konkreten Gefährdung der beschäftigten Arbeitnehmer führen können, möglichst vollständig zu erfassen. Rechtliche Vorgaben von zu berücksichtigen Gefahren (wie jene des § 8 Abs. 1 TAV) sind somit auch als Hilfestellung für Arbeitgeber zu sehen.

Mit der **Gefahrenbeurteilung** hat die Feststellung zu erfolgen, inwieweit bestehende Gefahren Arbeitnehmer betreffen und zu einer Gefährdung für die Sicherheit und die Gesundheit von Arbeitnehmern führen können.

Im Wesentlichen sind somit das Ausmaß einer möglichen Schädigung (Schadensschwere) sowie die Schadenswahrscheinlichkeit (Eintrittswahrscheinlichkeit) zu beurteilen. In diesem Zusammenhang ist aber zu betonen, dass das Arbeitnehmerschutzrecht keine Methoden zur Gefahrenbeurteilung

vorgibt. Das heißt, es bleibt dem Arbeitgeber überlassen, welche Herangehensweise bzw. Bewertungsmethode gewählt wird. Eine Grundvoraussetzung ist jedoch, dass die Gefahrenbeurteilung jedenfalls schlüssig und nachvollziehbar erfolgen muss und somit eine Begründung für die Beurteilung einer Gefahr vorzuliegen hat. In einigen Fällen wird es auch möglich sein, Messungen zur Beurteilung einer Belastung durchzuführen (z.B. Grenzwertvergleichsmessungen hinsichtlich der Konzentration bzw. Belastung durch mineralische Stäube in der Atemluft oder Messung der Lärmbelastung in einer Fahrzeugkabine).

Bezüglich möglicher Bewertungsverfahren (bzw. Methoden zur Risikobeurteilung) wird auf die ONR 49001 und ONR 49002-2 hingewiesen, wobei aber die beschränkte Anwendbarkeit dieser Regeln im Arbeitnehmerschutz betont werden muss. Insbesondere sind die darin getätigten Aussagen zu Risikokriterien bzw. zum akzeptierten Risiko, wie nachstehend im Kapitel 3.3 erläutert wird, widersprüchlich zu den Vorgaben des geltenden Arbeitnehmerschutzrechtes.

Bezüglich der verwendeten Begriffe Gefahr, Gefährdung, Belastung, Beanspruchung und Risiko wird auf das Kapitel 3.3 verwiesen.

Festlegung von Maßnahmen zur Gefahrenverhütung

Auf Grundlage der Gefahrenermittlung und -beurteilung haben Arbeitgeber nach § 4 Abs. 3 ASchG Maßnahmen zur Gefahrenverhütung (also wirksame Schutzmaßnahmen) festzulegen und für die Umsetzung dieser zu sorgen. Hierbei sind auch Vorkehrungen für absehbare Betriebsstörungen und für Not- und Rettungsmaßnahmen zu treffen.

Bei der Festlegung der Schutzmaßnahmen sind insbesondere die sogenannten **Grundsätze der Gefahrenverhütung** nach § 7 ASchG (Umsetzung des Art. 6 Abs. 2 RL 98/391/EWG) zu berücksichtigen. Diese wären im Wesentlichen:

- Vermeidung von Risiken und Abschätzung nicht vermeidbarer Risiken,
- Gefahrenbekämpfung an der Quelle (am Ort der Entstehung),
- Berücksichtigung des Faktors „Mensch“ bei der Arbeit, insbesondere bei der Gestaltung von Arbeitsplätzen sowie bei der Auswahl von Arbeitsmitteln und Arbeits- und Fertigungsverfahren,
- **Berücksichtigung des Standes der Technik** (wobei als Stand der Technik nach § 2 Abs. 8 ASchG der auf einschlägigen wissenschaftlichen Erkenntnissen beruhende Entwicklungsstand fortschrittlicher technologischer Verfahren, Einrichtungen und Betriebsweisen, deren Funktionstüchtigkeit erprobt und erwiesen ist, verstanden wird. Bei der Bestimmung des Standes der Technik sind insbesondere vergleichbare Verfahren, Einrichtungen und Betriebsweisen heranzuziehen).
- Ausschaltung oder Verringerung von Gefahrenmomenten (Reduktion und Minimierung),
- Planung der Gefahrenverhütung mit dem Ziel einer kohärenten Verknüpfung von Technik, Tätigkeiten und Aufgaben, Arbeitsorganisation, Arbeitsabläufen, Arbeitsbedingungen, Arbeitsumgebung, sozialen Beziehungen und Einfluss der Umwelt auf den Arbeitsplatz,
- Vorrang des kollektiven Gefahrenschutzes vor individuellem Gefahrenschutz,
- Erteilung geeigneter Betriebsanweisungen an die Arbeitnehmer (also das Kommunizieren bzw. die Weitergabe der Informationen an die Betroffenen).

Aufgrund dieser demonstrativen Auflistung der Grundsätze der Gefahrenverhütung nach § 7 ASchG kann hinsichtlich der Wertigkeit eine Rangordnung der zu setzenden Maßnahmen abgeleitet werden. Die primäre Vorgabe ist es, Gefahren grundsätzlich zu vermeiden oder umgehend zu beseitigen. Kann eine Gefahr nicht beseitigt werden und zu einer Gefährdung von Arbeitnehmern führen, so sind Schutzmaßnahmen zur Gefahrenverhütung zu setzen. Hierbei werden folgende Arten unterschieden:

- technische Schutzmaßnahmen
- (kombinierte) technisch-organisatorische Schutzmaßnahmen
- organisatorische Schutzmaßnahmen und
- personenbezogene Schutzmaßnahmen

Aufgrund der Vorgabe des § 7 Z 8 ASchG, dass dem kollektiven vor dem individuellen Gefahrenschutz Vorrang zu geben ist, ergibt sich, dass technische bzw. technisch-organisatorische Maßnahmen den organisatorischen oder gar den rein personenbezogenen Maßnahmen vorzuziehen sind, da erstere im Regelfall dem allgemeinen und kollektiven Gefahrenschutz dienen und eher zur Gefahrenbeseitigung beitragen.

Beispiele: Das Anbringen eines standsicheren Geländes bei einer Absturzstelle (als technische Maßnahme) schützt alle Arbeitnehmer einer Arbeitsstätte oder Baustelle bzw. auch Dritte vor der Absturzgefahr bzw. schließt diese Gefahr aus. Organisatorische Maßnahmen (Fernbleiben von Absturzstellen) oder personenbezogene Maßnahmen (persönliche Schutzausrüstung gegen Absturz für alle Arbeitnehmer) greifen hier nicht bzw. wären widersinnig.

Das Tragen eines Atemschutzes (als rein personenbezogene Maßnahme) schützt nur den Träger z.B. gegenüber der Exposition von mineralischen Stäuben, wohingegen eine Absaugung der Stäube am Ort der Entstehung, z.B. bei Siebanlagen in der Aufbereitung (als technische Maßnahme), zur Verringerung der Belastung für alle in diesem Bereich Beschäftigten führt. Das Tragen eines Atemschutzes (einer persönlichen Schutzausrüstung) ist jedoch (als letzte verbleibende Maßnahme) erforderlich, wenn durch technische oder organisatorische keine wirksame Reduktion erzielt werden konnte.

Mnemotechnisch einprägsam wird die Rangordnung der zu setzenden Maßnahmen auch als STOP–Prinzip (oder TOP-Prinzip) bezeichnet und findet sich praktisch in jeglicher Literatur zu diesem Thema des Arbeitnehmerschutzes. Der Buchstabe S steht hierbei für Substitution und zielt auf die primäre durchzuführende Gefahrenvermeidung und –beseitigung bzw. den Ersatz ab (indem etwa gefährliche durch nicht gefährliche Arbeitsstoffe substituiert werden). Die Buchstaben T, O und P beziehen sich auf die (entsprechend der Rangordnung) zu setzenden technischen, organisatorischen und personenbezogenen Schutzmaßnahmen. Eine ähnliche Merkhilfe stellt das 3A-Prinzip des Strahlenschutzes dar, welches ähnliches vorgibt: Abschirmung möglichst erhöhen, Abstand zur Strahlenquelle vergrößern und Aufenthaltsdauer möglichst kurz halten.

Für den **Tagebau** wird mit der Tagbauarbeitenverordnung (charakteristisch für eine branchenspezifische Vorschrift) bereits eine Reihe von technischen, organisatorischen und personenbezogenen Maßnahmen vorgegeben. Neben der Maßnahmenlistung des § 8 Abs. 2 TAV gibt es noch eine Reihe von weiteren Bestimmungen, welche sich wie folgt den angeführten Kategorien von Maßnahmen zuordnen lassen:

- technische Schutzmaßnahmen im Tagbau
  - Wahl gefahrenspezifischer Tagbauzuschnittsparameter zur Vermeidung geogener Gefahren bzw. zur Herstellung von standsicherer Tagbauböschungen (§ 9 TAV) auf Grundlage der Beurteilung der geogenen Gefahren (§ 8 Abs. 1 Z 1 TAV) und Festlegung der tagbauspezifischen Gefahrenbereiche (§ 10 Abs. 1 TAV),
  - Schütten von Wällen zur Reduktion der Ausrolldistanz von Steinfall bei Verkehrswegen (§ 7 Abs. 7 TAV),
  - Setzen von baulichen Sicherungsmaßnahmen (Ankern, Spritzbeton) zur Sicherung von Verkehrswegen (§ 7 Abs. 7 TAV),
  - Technische Maßnahmen zur Minimierung der Exposition der Arbeitnehmer gegenüber freigesetzten mineralischen Stäuben durch Absaugen von Stäuben am Ort der Entstehung oder Kabinenfilterung (§ 8 Abs. 2 TAV)
- technisch-organisatorische Schutzmaßnahmen im Tagbau
  - regelmäßige oder periodische Kontrolle von Tagbauböschungen (§ 16 Abs. 1 und 2 TAV) und nachfolgend Säubern dieser von losem Gestein oder abgehenden Felsmassen (§ 15 Abs. 1 TAV),
  - Legen von Freisteinen oder Schütten von Wällen zur Kennzeichnung von tagbauspezifischen Gefahrenbereichen um ein Betretungs- und Befahrungsverbot sicherzustellen (§ 10 Abs. 2 und § 7 Abs. 7 TAV)
  - Bereitstellung geeigneter Flucht und Rettungsmittel (§ 6 Abs. 1 TAV)
- organisatorische Schutzmaßnahmen im Tagbau
  - Durchführung von Sicherheitsübungen (§ 6 Abs. 3 TAV)
  - keine Alleinarbeit bei Arbeiten an, über oder in Gewässern mit Ertrinkungsgefahr (§ 6 Abs. 2 TAV).
  - Anwendung eines Arbeitsfreigabesystems (§ 4 TAV), z.B. für ausnahmsweise in tagbauspezifischen Gefahrenbereichen durchgeführte Arbeiten (§ 10 Abs. 3 TAV)
- personenbezogene Schutzmaßnahmen im Tagbau
  - Verwendung einer geeigneten persönlichen Schutzausrüstung (Industrieschutzhelm, Sicherheitsschuhe/-stiefel, Atemschutz gegen Partikel, Warnkleidung, ev. PSA gegen Absturz)
  - Information und Unterweisung der Arbeitnehmer, Betriebsanweisungen (§§ 12 und 14 ASchG i.V.m. § 17 TAV)

Beteiligter Personenkreis und Beiziehen von Fachleuten

Arbeitgeber sind verpflichtet für die Durchführung einer Arbeitsplatzevaluierung zu sorgen (§ 4 Abs. 1 ASchG). Arbeitgebern steht es aber frei, diese selbst vorzunehmen (sofern sie über die erforderliche Fachkunde hierfür verfügen) oder damit Präventivdienste (Sicherheitsfachkräfte; Arbeitsmediziner), geeignete Arbeitnehmer oder externe Fachleute mit der Durchführung zu beauftragen. Beim Fehlen einer ausreichenden Fachkunde sind Arbeitgeber jedenfalls verpflichtet geeignete Fachleute, wie z.B. Sicherheitsfachkräfte, Arbeitsmediziner oder sonstige Fachleute, beizuziehen (§ 4 Abs. 6 ASchG).

Hinsichtlich der Ermittlung und Beurteilung geogener Gefahren und der Festlegung von tagbauspezifischen Gefahrenbereichen wird nach § 8 Abs. 4 TAV das Beiziehen von Fachleuten mit

einschlägiger Ausbildung und Erfahrung, insbesondere auf den Gebieten der Geologie und der Geotechnik, vorgegeben.

Darüber hinaus sind Arbeitgeber verpflichtet Präventivfachdienste (Sicherheitsfachkräfte nach § 76 Abs. 3 Z 8 u. 9 ASchG und Arbeitsmediziner nach § 81 Abs. 3 Z 9 u. 10 ASchG) zur Unterstützung und Beratung beizuziehen. Weiters sind bei der Evaluierung jedenfalls Belegschaftsorgane (Betriebsrat gemäß § 92a Abs. 1 Z 3 ArbVG) zu beteiligen. Diese können diese Aufgabe an Sicherheitsvertrauensperson delegieren (§ 92a Abs. 4 ArbVG). Sofern Belegschaftsorgane nicht errichtet sind, sind Sicherheitsvertrauenspersonen (SVP) jedenfalls zu beteiligen (§11 Abs. 6 Z 3 ASchG). Wenn aufgrund der geringen Arbeitnehmeranzahl weder Betriebsrat noch eine Sicherheitsvertrauensperson vorhanden sind, sind alle Arbeitnehmer zu beteiligen (§ 13 Abs. 2 ASchG). In diesem Zusammenhang wird auf die im Kapitel 2 angeführte geringe Beschäftigtenzahl in Tagebauen hingewiesen.

Zu betonen ist, dass die Auswahl geeigneter Personen dem Arbeitgeber obliegt. Das heißt, der Arbeitgeber hat sich von der Fachkunde dieser Personen zu überzeugen (Auswahlverschulden).

Anpassung/Überprüfung (Nachevaluierung)

Die Arbeitsplatzevaluierung ist als ein dynamischer, offener Prozess zu verstehen. Eine regelmäßige und anlassbezogene Aktualisierung und Ergänzung ist daher für den Erfolg des Evaluierungsprozess von entscheidender Bedeutung. Aus diesem Grund wird mit § 4 Abs. 4 ASchG rechtlich normiert, dass einerseits eine Überprüfung der Gefahrenermittlung und –beurteilung sowie eine Anpassung an sich geänderte Gegebenheiten erforderlichenfalls zu erfolgen hat und andererseits eine Überprüfung bestehender Maßnahmen hinsichtlich ihrer Wirksamkeit durchzuführen ist. Dieser Prozessschritt wird oft als Nachevaluierung bezeichnet.

Eine **anlassbezogene Anpassung** hat nach 4 Abs. 5 ASchG zwingend nach Unfällen oder gefährlichen Ereignissen (Beinaheunfällen), dem Auftreten von arbeitsbedingt Erkrankungen sowie der Einführung neuer Arbeitsmittel, Arbeitsstoffe oder Arbeitsverfahren, neuen Erkenntnissen im Zusammenhang mit dem Stand der Technik oder bei begründetem Verlangen durch das Arbeitsinspektorat zu erfolgen.

Konkretisierend hierzu wird für **Tagbaue** nach § 8 Abs. 3 TAV eine Anpassung der Evaluierung bei Änderungen der geologischen, hydrogeologischen und geotechnischen Gegebenheiten in den Abbaubereichen, bei Änderungen des Gewinnungsverfahrens sowie bei der Änderung der Tagbauzuschnittsparameter verlangt.

Neben der anlassbezogenen Anpassung ist eine **wiederkehrende Überprüfung** der Gefahrenermittlung und –beurteilung entsprechend den betrieblichen Gegebenheiten erforderlichenfalls durchzuführen.

Klarerweise gibt es Betriebe oder Branchen, in denen aufgrund der Einfachheit nach der Erstevaluierung keine regelmäßige Überprüfung der Evaluierung erforderlich ist. Im Obertagebergbau ist jedoch davon auszugehen, dass eine Aktualisierung jedenfalls regelmäßig erforderlich sein wird (Entsprechendes verlangt § 8 Abs. 3 TAV). Bezüglich konkreter Zeitintervalle

(halbjährlich, jährlich usw.) werden rechtlich keine Vorgaben gemacht, da sich diese Intervalle aus den betrieblichen Gegebenheiten ergeben müssen und somit wiederum selbst zu evaluieren sind.

Die Festlegung der Intervalle für die Durchführung der Nachevaluierung liegt ebenfalls in der Beurteilung des Arbeitgebers (bzw. in dessen Ermessen und Verantwortung). Sollte der Arbeitgeber für die Festlegung der Intervalle nicht selbst fachkundig genug sein, so hat dieser entsprechend Fachkundige damit zu betrauen. In Hinblick auf geogene Gefahren wird eine Ermittlung der Intervalle durch Fachkundige der Geologie und Geotechnik erforderlich sein.

In diesem Zusammenhang ist Fachkundigen der Geologie und Geotechnik, welche mit der Durchführung der Ermittlung und Beurteilung geogener Gefahren im Tagbau (§ 8 Abs. 1 Z 1 TAV) und der Festlegung von tagbauspezifischen Gefahrenbereichen (§ 10 Abs. 1 TAV) betraut wurden, jedenfalls anzuraten, im Zuge dieses Evaluierungsschrittes auch die Intervalle für etwaige Nachevaluierungen festzulegen. Ob Arbeitgeber dieser Beurteilung folgen, liegt klarerweise in deren Verantwortungsbereich.

Dokumentation der Arbeitsplatzevaluierung (Sicherheits- und Gesundheitsschutzdokument)

Nach § 5 ASchG sind Arbeitgeber verpflichtet die Ergebnisse der Ermittlung und Beurteilung der Gefahren sowie die durchzuführenden Maßnahmen zur Gefahrenverhütung schriftlich festzuhalten. Diese Dokumentation hat in einer der Anzahl der Beschäftigten und den Gefahren entsprechenden Weise, wenn nötig arbeitsplatzbezogen, im sogenannten Sicherheits- und Gesundheitsschutzdokument (SiGeDok) zu erfolgen.

Die Mindestinhalte des Sicherheits- und Gesundheitsschutzdokuments werden mit der **Verordnung über die Sicherheits- und Gesundheitsschutzdokumente (DOK-VO, BGBl. Nr. 1996/478)** im Detail vorgegeben. Die wesentlichen Inhalte zur Gefahrenbekämpfung sind:

- die ermittelten Gefahren,
- die aufgrund der Gefahrenbeurteilung festgelegten Maßnahmen zur Gefahrenverhütung,
- bei nicht umgesetzten Maßnahmen, die für die Umsetzung zuständige Person sowie die Umsetzungsfrist.

Darüber hinaus hat das SiGeDok eine Reihe von Angaben (Eignungsuntersuchungen, Folgeuntersuchungen, Auflistung der einzuhaltenden Arbeitsstoffgrenzwerte) sowie Verzeichnisse und Pläne (Verzeichnis der verwendeten gefährlichen Arbeitsstoffe, Verzeichnis der prüfpflichtigen Arbeitsmittel samt allfälliger Prüf- und Wartungspläne, Brandschutzordnung, Evakuierungspläne, Explosionsschutzdokumente) zu enthalten und dient somit nicht nur der Dokumentation, sondern auch als Informationssammlung.

Um den besonderen Gefahren im **Tagbau** Rechnung zu tragen sind (nach § 8 Abs. 5 TAV ergänzend zu den mit der DOK-VO vorgegebenen Inhalten) folgende weitere tagbauspezifische Punkte in das Sicherheits- und Gesundheitsschutzdokument aufzunehmen:

- Angaben zur Festlegung von tagbauspezifischen Gefahrenbereichen (§ 10 Abs. 1 u. 2 TAV),

- Angaben zur Festlegung von gefahrenspezifischen Tagbauzuschnittsparametern nach § 9 TAV (insbesondere Mindestarbeitsetagenbreiten und Mindestetagenbreiten, maximale Böschungshöhen und –neigungen),
- Maßnahmen für die sichere Gestaltung von Verkehrswegen im Tagbau (nach § 7 TAV),
- technische und organisatorische Maßnahmen zur Sicherung des Tagbaues, insbesondere zur Vermeidung der Gefahren durch herabfallendes Gestein oder durch Absturz infolge eines Versagens des Untergrundes,
- Ergebnisse von Überprüfungen von Tagbauen nach Ereignissen nach § 16 Abs. 2 TAV,
- technische und organisatorische Maßnahmen zur Minimierung der Exposition der Arbeitnehmer gegenüber freigesetzten mineralischen Stäuben,
- Maßnahmen bei Arbeiten mit besonderen Gefahren mit Arbeitsfreigabesystem (nach § 4 TAV),
- Maßnahmen zur Notfallplanung,
- Maßnahmen zur Koordination bei der Beschäftigung von betriebsfremden Arbeitnehmern,
- Gefahrenanalysen für Arbeitsmittel, welche in tagbauspezifischen Gefahrenbereich eingesetzt werden nach § 14 Abs. 1 TAV (siehe hierzu Kapitel 7),

Erfolgen im Zuge der Gewinnung auch Sprengarbeiten im Tagbau, so sind die nach § 5 Abs. 3 SprengV zu erstellenden Sprengschemata (Bohr-, Lade- und Zündschema) dem Sicherheits- und Gesundheitsschutzdokument anzuschließen.

Um sicherzustellen, dass das SiGeDok möglichst allen Betroffenen in einem Tagbau (auch betriebsfremden Arbeitnehmern) zur Einsichtnahme zur Verfügung steht, gibt § 8 Abs. 6 TAV vor, dass dieses vor Ort im Tagbau aufzuliegen hat.

Abschließend zur Arbeitsplatzevaluierung ist festzuhalten, dass die Arbeitsplatzevaluierung als ein ideales Instrumentarium für das Mensch-Maschine-Natur-System im Tagbau angesehen werden kann. Die Arbeitsplatzevaluierung ermöglicht insbesondere Ursachen-Wirkungszusammenhänge aufzuzeigen und führt somit zu einer effizienten Gefahrenbekämpfung.

Nach SZYMANSKI, E. et al. (2004) werden zwar Arbeitgeber mit der Evaluierung verpflichtet, über die bestehenden Rechtsvorschriften hinausgehende Maßnahmen zur Gefahrenverhütung zu setzen, jedoch wird den Arbeitgebern andererseits ein gewisser Gestaltungsspielraum beim Setzen von Maßnahmen, welche im Rahmen der gesetzlichen Vorschriften zu erfolgen haben, eingeräumt (und somit auch die Eigenverantwortlichkeit der Arbeitgeber betont).

Ein weiterer Nutzen der Arbeitsplatzevaluierung ist, dass diese auch die Grundlage für eine geeignete (zielgerichtete) Information und Unterweisung der Arbeitnehmer darstellen kann. Die Praxis zeigt, dass etwa die Erstellung von schriftlichen Betriebsanweisungen (z.B. für das Führen von selbstfahrenden Arbeitsmittel nach§ 23 Abs. 2 AM-VO und die darauf aufbauende besondere Unterweisung und Erteilung einer Fahrbewilligung nach § 33 AM-VO) ohne eine davor durchgeführte Arbeitsplatzevaluierung, mit großen Schwierigkeiten verbunden ist (siehe Ablaufschema zur Arbeitsplatzevaluierung, Abbildung 3.2).

3.3. Gefahr, Gefährdung, Risiko

Hinsichtlich der im Arbeitnehmerschutzrecht verwendeten Begriffe Gefahr, Gefährdung, Belastung, Beanspruchung, Sicherheit und Risiko, ist vorweg festzuhalten, dass diese im Arbeitnehmerschutzrecht selbst nicht normiert werden. Definitionen zu diesen Begriffen werden (wie nachstehend angeführt) vor allem mit Normen vorgegeben, oder finden sich in der Fachliteratur.

Das ArbeitnehmerInnenschutzgesetz (ASchG) und dessen Verordnungen verwenden überwiegend den Begriff der **Gefahr** bzw. die in diesem Zusammenhang gebildeten Wortzusammensetzungen, wie Gefahrenverhütung, Gefahrenbereiche, Gefahrenmomente. Die Begriffe **Gefährdung** und **Belastung** werden seltener verwendet. Diese Diktion entstammt der deutschen Fassung der Arbeitschutzrahmenrichtlinie (RL 89/391/EWG), welche überwiegend den Begriff der Gefahr verwendet. Hinzuweisen ist, dass diese Begriffe oft bedeutungsgleich verwendet werden. Für die Praxis bzw. die Rechtsprechung ergaben sich daraus keine Probleme, jedoch gibt diese immer wieder Anlass zu Diskussion. Möchte man nun diese Feinheiten im unterschiedlichen Gebrauch aufzeigen, so kann man folgende Definitionen geben:

Unter dem Begriff **Gefahr** (engl.: danger) wird allgemein eine meist zeitlich begrenzte Situation oder ein Szenario verstanden, welche zu einer negativen Auswirkung (einem Schaden) für Personen, Tiere, Umwelt oder Sachgüter führen kann (vgl. KUHLMANN; A., 1981). Klarerweise wird in Abhängigkeit von der jeweiligen Disziplin (beispielsweise technische Wissenschaften, Rechtswissenschaften oder Wirtschaftswissenschaften) unter Gefahren Unterschiedliches verstanden. Im Arbeitnehmerschutz wird auf **Gefahren für die Sicherheit und die Gesundheit von Arbeitnehmern** abgestellt.

Unter dem Begriff **Gefährdung** (engl.: hazard) versteht man daher im Arbeitnehmerschutz, wenn Arbeitnehmer räumlich und zeitlich in Kontakt mit einer bestehenden Gefahr kommen können. Oder anders ausgedrückt, der örtliche und zeitliche Wirkungsbereich einer Gefahr überschneidet sich mit dem örtlichen und zeitlichen Wirkungsbereich von Arbeitnehmern (vgl. HUTTER, W., 2006, Band 1, Register 2, Kapitel 4.1). Der Begriff der Gefährdung beinhaltet die Möglichkeit, dass eine Schädigung eintreten kann und bringt somit das Element der Wahrscheinlichkeit ein, ist jedoch unabhängig von der Schwere der Schädigung (Schadensausmaß).

Im Gegensatz dazu beinhaltet der Begriff der **Sicherheit** (engl. safety) im Arbeitnehmerschutz das Maß an Gewissheit, dass keine Schädigung von Arbeitnehmern eintritt (vgl. KUHLMANN 1981) und stellt somit die Gegenwahrscheinlichkeit zur Gefährdung dar.

Unter **Belastungen** (Arbeitsbelastungen) versteht man jene Einwirkungsgrößen, die auf den physiologischen und/oder psychologischen Zustand einer Person einwirkten können (ÖNORM EN ISO 6385:2004). Im Gegensatz zur Gefahr geht man bei der Belastung davon aus, dass erst eine langfristige Einwirkung zu einer Schädigung führen kann.

Als **Beanspruchung** (Arbeitsbeanspruchung) wird die aus der Belastung (als Einwirkungsgröße) resultierende Auswirkungsgröße bezeichnet. Die Höhe der Beanspruchung ist von der Höhe der Belastung, der Einwirkungsdauer und den individuellen Eigenschaften des einzelnen Arbeitnehmers

abhängig (ÖNORM EN ISO 6385:2004). Mit den Begriffen der Beanspruchung wird (vergleichbar dem Begriff der Gefährdung) lediglich die Möglichkeit einer Schädigung (unabhängig von deren Schwere) ausgedrückt.

Bezüglich der Begriffe Belastung und Beanspruchung im Arbeitnehmerschutz ist hinzuweisen, dass diese im Zusammenhang mit der Einwirkung von Lärm, Vibrationen, klimatischen Arbeitsbedingungen (wie Hitze, Kälte, Nässe, Luftgeschwindigkeit, Luftfeuchte), im Zusammenhang mit der Ergonomie (Zwangshaltung, Sehvermögen bei Bildschirmarbeit) und psychischen (psychosoziale, psychoemotionale, psychomentale) Einflüssen verwendet werden.
Im Zusammenhang mit Arbeitsstoffen spricht man ebenfalls von einer Belastung, wenn erst eine langfristige Exposition der Arbeitnehmer gegenüber diesen zu feststellbaren (chronischen) Schädigungen führen kann (z. B. bei mineralischen Stäuben), wohingegen die Begriffe Gefahr und Gefährdung bei akut wirkenden Arbeitsstoffen verwendet wird (z. B. bei explosionsgefährlichen oder toxischen Arbeitsstoffen).

Mit den Begriffen der Gefährdung und der Beanspruchung wird, wie angeführt, lediglich die Möglichkeit ausgedrückt, dass eine Schädigung für Arbeitnehmer eintreten kann. Es werden jedoch keine Aussagen getroffen wie wahrscheinlich das Eintreten einer Gefahr, die Höhe einer Belastung oder die Schwere der Schädigung sein können bzw. sein dürfen.

Grundsätzlich wird im Arbeitnehmerschutzrecht darauf geachtet, Ausdrücke wie „erhöhte Gefahr oder Gefährdung“ nicht zu verwenden. Textierungen, wie **Arbeiten mit besonderer Gefahr**, **erhöhte Unfallgefahr**, oder **besonders belastenden Arbeitsbedingungen**, werden aber im Zusammenhang mit konkreten Fällen genannt, bei denen der Gesetzgeber davon ausgeht, dass die Eintrittswahrscheinlichkeit für eine Schadensereignis oder die Schadensschwere hoch ist, und dienen im Regelfall als Begründung für weitreichende oder strenge rechtliche Vorgaben. Hierzu zählen beispielsweise die Vorgaben des § 7 BauKG (Erfordernis jedenfalls einen SiGePlan zu erstellen, wenn Arbeiten mit besonderen Gefahren erfolgen) und des § 4 TAV (Anwendung eines Arbeitsfreigabesystems für Arbeiten mit besonderen Gefahren).

Als **Risiko** wird im Arbeitnehmerschutz ein Maß für die Höhe einer Gefährdung verstanden (und ist somit negativ behaftet) und stellt die Synthese von Eintrittswahrscheinlichkeit und Schadensumfang dar.
Das Individualrisiko (R) ergibt sich als Produkt des Schadensumfangs einer Einzelgefährdung (S_K) und der Schadenseintrittswahrscheinlichkeit (P_S) pro Zeiteinheit (siehe KUHLMANN, A., 1981).

$$R = S_K \cdot P_S$$

Um einen Wert für ein Risiko zu erhalten, müssen daher der Schadensumfang und die Schadenseintrittswahrscheinlichkeit bekannt sein.

Der Schadensumfang bezieht sich im Arbeitnehmerschutz rein auf Personenschäden oder Erkrankungen aufgrund von Arbeitsunfällen oder Berufskrankheitsfällen und nicht auf mögliche betriebliche Kosten bzw. monetär Auswirkungen eines Arbeitsunfalles. Zwar ist es möglich den Schadensumfang entsprechend dem Verletzungsgrad grob einzuteilen (z.B.: Arbeitsunfall mit leichten vorübergehenden Gesundheitsschäden, vorübergehenden Gesundheitsschäden, bleibenden

Gesundheitsschäden, schwerer Arbeitsunfall mit bleibendem Gesundheitsschäden und Arbeitsunfall mit tödlichem Ausgang, wie dies auch ONR 49002-2 mit Tabelle A.1 vorgibt) jedoch ist eine für die Berechnung des Risikos erforderliche Quantifizierung nicht möglich bzw. wird eine solche derzeit nicht vorgegeben.

Lediglich im Fall der Arbeitsunfälle mit tödlichem Ausgang könnte man den Schadensumfang mit dem Wert 1 normieren (alle anderen Arbeitsunfälle würden einen unbestimmten Wert < 1 haben) und setzt somit das Risiko mit der Eintrittswahrscheinlichkeit gleich (R = P).

Die Eintrittswahrscheinlichkeit für ein Schadensereignis aufgrund einer Einzelgefährdung könnte durch Untersuchungen ermittelt werden, welche auf Basis eine repräsentative Stichprobe bzw. einer Zeitreihe beruhen. Aber auch bei dieser Ermittlung zeigt sich meist, dass diese nicht einfach bzw. nicht schlüssig erfolgen kann.

Wäre es nun möglich, dass das Risiko (bzw. die Eintrittswahrscheinlichkeit), einen Arbeitsunfall oder einen tödlichen Arbeitsunfall in einer bestimmten Zeiteinheit zu erleiden, angegeben werden kann, so stellt sich die Frage nach dem Nutzen dieses Ergebnisses, denn Risikoanalysen machen nur dann Sinn, wenn ein **Risikogrenzwert** vorliegt, welcher durch Setzen von technischen und organisatorischen Schutzmaßnahmen dem Stand der Technik nach unterschritten werden muss.

Bei der Festlegung von risikobasierten Grenzwerten oder des akzeptieren Restrisikos bestehen immer Bedenken, dass Arbeitnehmer ein ungerechtfertigtes gesundheitliches Risiko hinnehmen müssen. Die Festlegung bedarf nicht nur einer ausreichenden wissenschaftlichen Begründung (hierbei ist zu klären, welches Risiko unter Berücksichtigung technischer und organisatorischer Maßnahmen in Hinblick auf den Schadensumfang nach dem Stand der Technik als noch vertretbar anzusehen ist) sondern eines gesellschaftspolitischen Konsensprozesses, der auf politischem Weg umgesetzt werden muss.

Aufgrund dieser Betrachtungen bzw. Schwierigkeiten wird es verständlich, warum die Erfordernis einer Risikoermittlung bzw. Risikoanalyse keinen Eingang in das geltende Arbeitnehmerschutzrecht fanden. Zwar wird in diversen Bestimmungen der Begriff Risiko verwendet (z.B. in den angeführten Grundsätze der Gefahrenverhütung nach § 7 ASchG), dies resultiert aber meist aus der wortgleichen Umsetzung der Arbeitsschutzrahmenrichtlinie (RL 89/391/EWG) oder der Baustellenrichtlinie (RL 92/57/EWG), wobei hier aber die Verwendung des Begriffes Risiko synonym zum Begriff der Gefährdung erfolgt.

Ein Beispiel, dass **Risikogrenzwerte** im Arbeitnehmerschutz angewandt werden können, stellen die in Deutschland angewandten **risikobasierten Grenzwerte für bestimmte krebserzeugende Arbeitsstoffe in der Atemluft** dar.

Im Gegensatz zu dem in Österreich geltenden TRK-Konzeptes für Arbeitsplatzgrenzwerte (Vorgabe von stoffspezifischen Grenzwerten für die höchstzulässige Konzentration eines Stoffes in der Atemluft, welche nach dem Stand der Technik erreicht werden dürfen bzw. möglichst weit zu unterschreiten ist, vgl. § 45f ASchG bzw. GKV 2011), gilt in Deutschland nunmehr für krebserzeugende Arbeitsstoffe in der Atemluft eine Risikoakzeptanzkonzept nach TRGS 910.

Bei diesem Konzept werden auf Basis von aufwendig ermittelten Exposition-Risiko-Beziehungen zwei stoffspezifische Konzentrationswerte, die sogenannte Akzeptanz- und die Toleranzkonzentrationen, festgelegt. Diese stoffspezifischen Akzeptanz- und Toleranzkonzentrationen bilden die Grenzen in einem dreistufigen Maßnahmenkonzept zur Risikominimierung (niedriges, mittleres und hohes Risiko).

Den Akzeptanz- und Toleranzkonzentrationen werden Risikogrenzen, das sogenannte Akzeptanz- und das Toleranzrisiko zugeordnet. Für das **Akzeptanzrisiko** (Grenze vom niedrigen zu mittleren Risiko) wurde die Wahrscheinlichkeit eines Auftretens eine Krebserkrankung bei einer täglich 8 stündigen Exposition über 40 Arbeitsjahre in der Höhe von $4 \cdot 10^{-4}$ angegeben (entspricht einem jährlichen Wert von 10^{-5}). Für das **Toleranzrisiko** (Grenze von mittlerem zu hohem Risiko) wurde die Wahrscheinlichkeit in der Höhe von $4 \cdot 10^{-3}$ angegeben (entspricht einem jährlichen Wert von 10^{-4}). Ziel ist es, die angegeben Werte in den nächsten Jahren weiter abzusenken (Akzeptanzrisiko auf einen Wahrscheinlichkeitswert von $4 \cdot 10^{-5}$ bzw. das Toleranzrisiko auf einen Wahrscheinlichkeitswert von $4 \cdot 10^{-4}$).

Zu betonen ist, dass die Festlegung dieser Risikogrenzen auf politischem Weg erfolgte. Beim Toleranzrisiko liegen etwa die Betrachtungen zugrunde, dass die Wahrscheinlichkeit einen tödlichen Arbeitsunfall in einem vierzigjährigen Berufsleben zu erleiden, je nach Branche zwischen $3 \cdot 10^{-3}$ und $4 \cdot 10^{-4}$ liegt, oder die Wahrscheinlichkeit als Nichtraucher an Lungenkrebs zu erkranken mit $4 \cdot 10^{-5}$ angegeben wird.

Bezüglich weiterer Begriffe aus dem Bereich Gefahren- und Risikomanagement wird auf die ONR 49000:2014 verwiesen.

4. Terra-Firma-Konzept

Eine Besonderheit in Hinblick auf den Arbeitnehmerschutz, welche den Bergbau grundsätzlich von anderen Branchen unterscheidet, ist das Vorliegen eines **Mensch-Maschine-Natur-Systems**. Dies bedeutet, dass sich im Tagebau zusätzliche Gefahren aufgrund der Wechselwirkung von geologisch-geotechnischen Gegebenheiten, den gewählten Tagbauzuschnittsparametern und den Arbeitsvorgängen bei der Gewinnung ergeben. Ähnliches gilt auch für die Durchführung von Bauarbeiten im Tiefbau.

Weiters charakteristisch für Tagebaue ist, dass sich durch die voranschreitende Gewinnungstätigkeit zwangsläufig Änderungen in der Gestaltung der Tagbaue ergeben und insbesondere Anpassungen der Tagbauzuschnittsparameter an die geologisch-geotechnischen Gegebenheiten im Zuge der Abbautätigkeit erforderlich werden. Im Regelfall kann daher von einer sich ständig verändernden Arbeitsstätte ausgegangen werden, bei welcher regelmäßig Adaptionen (etwa von Tagbauzuschnittsparametern) im Rahmen von gesetzlichen oder bescheidmäßigen Vorgaben durchgeführt werden müssen.

Im Regelfall weist jeder Tagbau spezifische geologische und topographische Gegebenheiten auf. Dies führt dazu, dass Tagbauzuschnittsparameter (Böschungshöhen, Böschungsneigungen, Breiten von Etagen und Arbeitsetagen) trotz scheinbar ähnlicher Voraussetzungen, nicht ohne weiteres von einer Arbeitsstätte auf die andere übertragen werden können.
Es ist daher problematisch fixe rechtliche Festlegungen hinsichtlich allgemein gültiger Tagbauzuschnittsparametern (insbesondere Mindestbreiten von Arbeitsetagen oder maximal zulässige Böschungshöhen) zu treffen, welche eine grundsätzliche Gefahrenvermeidung in allen Tagbauen (gleichermaßen) bewirken soll.

Aus diesen Gründen ergibt sich, dass eine spezielle, an die Gegebenheiten von Tagbauen angepasste, **Arbeitsplatzevaluierung** notwendig ist. Um geogen bedingte Gefährdungen in Tagbauen, welche sich durch ein Versagen des Gebirges oder durch Böschungsbruch ergeben, effektiv ermitteln und beurteilen zu können bzw. um wirksame Schutzmaßnahmen gegen diese Gefährdungen zu ergreifen, wurde ein **Evaluierungsverfahren** entwickelt, welches auf die **Feststellung von hierbei betroffenen Bereichen (sogenannten tagbauspezifischen Gefahrenbereichen)** abzielt (siehe Abbildung 4.1). Diese Beurteilung ermöglicht in weiterer Folge eine **Festlegung von sicheren Arbeitsbereichen auf Arbeitsetagen bzw. Etagen**. Ergänzend hierzu erfolgt die **Berücksichtigung von bestimmten parametrischen Angaben** (etwa die maximalen Reichweiten von Baggern und Radladern), um einen sicheren Abbau mittels Erdbaumaschinen oder die Durchführung von Schutzmaßnahmen (z.B. ein Säubern der Böschungen von losem Gestein mittels Bagger) sicherstellen zu können. Dieses Konzept benötigt somit nicht zwingend eine konkrete Festlegung und Limitierung bei den Tagbauzuschnittsparametern, da sich diese idealerweise in Verbindung mit den geologisch-geotechnischen Gegebenheiten des Tagbaues, dem Gewinnungsverfahren und den hierbei eingesetzten Arbeitsmitteln ergeben sollen.

Diese bereits 2007 veröffentliche Vorgangweise (KOLENPRAT, 2007) wird als **Gefahrenbereichskonzept** bzw**. Terra-Firma-Konzept** bezeichnet und soll im Folgenden erläutert

werden. Ein Großteil dieses Konzeptes wurde auch bei der Erstellung der Tagbauarbeitenverordnung (TAV, BGBl. II Nr. 416/2010) berücksichtigt.

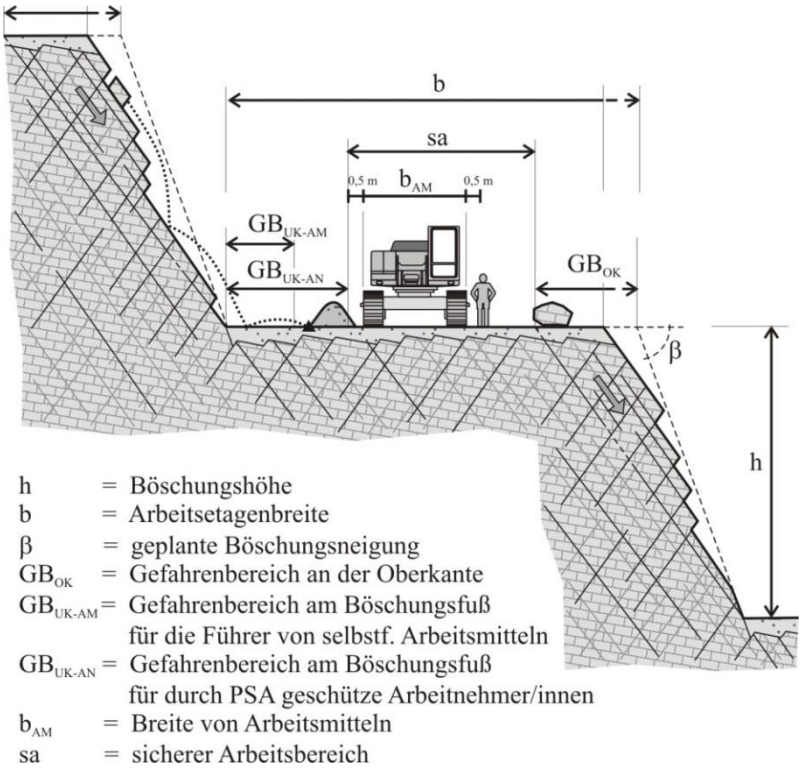


Abbildung 4.1: schematische Darstellung des Gefahrenbereichskonzeptes für den Festgesteinstagbau (KOLENPRAT, 2007)

Gefahrenbereiche stellen nach dem Arbeitnehmerschutzrecht jene Bereiche dar, in denen Gefahren für das Leben und die Gesundheit von Arbeitnehmer bestehen können. Gefahrenbereiche können sich einerseits auf eingrenzbare Bereiche um bestimmte Gefahrenquelle innerhalb einer Arbeitsstätte beschränken, können aber auch im Zusammenhang mit selbstfahrenden Arbeitsmitteln stehen (etwa der Schwenkbereich eines Baggers als Gefahrenbereich für Dritte). Um den Unterschied zu anderen Gefahrenbereichen zu verdeutlichen, wurden jene im Tagbau als **tagbauspezifische Gefahrenbereiche** bezeichnet.

Als **tagbauspezifische Gefahrenbereichen** (Definition § 2 Z 7 TAV) werden insbesondere Bereiche bezeichnet, in denen folgende geogen bzw. nicht geogen bedingte Gefahren bestehen können:

- Gefahr durch herabfallendes Gestein (Einzelblöcke und Felsmassen), welche sich aufgrund des Versagens des Gebirges ergeben,
- Gefahr des Verschüttet werden durch abgleitende Lockergesteinsmassen, in Folge eines Böschungsbruches,
- Absturzgefahr aufgrund des Versagens des Gebirges oder durch Böschungsbruch,
- (nicht geogen bedingte) Absturzgefahr von erhöhten Arbeitsplätzen und Verkehrswegen,
- Gefahr des Ertrinkens bei Sturz in flüssige Medien (etwa bei Arbeiten an, über oder in Gewässern, Schlammteichen und Absetzbecken).

Dies bedeutet für **Arbeitsetagen** (Etagen, auf welchen sich Arbeitsplätze und/oder Verkehrswege befinden, Definition § 2 Z 4 TAV), dass im Regelfall zwei Gefahrenbereiche festzulegen sind (siehe Abbildungen 4.1, 4.2 und 4.3):

- ein (bergseitiger) **tagbauspezifischer Gefahrenbereich am Böschungsfuß (GB_{UK})** mit der Gefahr durch herabfallendes Gestein (Einzelblöcke und Felsmassen) und
- ein (talseitiger) **tagbauspezifischer Gefahrenbereich an der Böschungsoberkante (GB_{OK})** mit der Gefahr durch Absturz

Weiters sind tagbauspezifische Gefahrenbereiche auf **Schutzobjekte** abzustimmen. So lassen sich **tagbauspezifische Gefahrenbereiche am Böschungsfuß** grundsätzlich in einen Gefahrenbereich **für die Führer von Erdbaumaschinen und Lastkraftwagen (GB_{UK-AM})**, mit der Fahrerkabine als ständigen Arbeitsplatz, und einen Gefahrenbereich **für Fußgänger und die Führer von Personenkraftwagen (GB_{UK-AN})** untergliedern. Für die Führer von selbstfahrenden Arbeitsmitteln (GB_{UK-AM}) sind hierbei die Auftreffdistanzen (ATD) von Einzelblöcken ausschlaggebend, wohingegen für Fußgänger und Führer von Personenkraftwagen (GB_{UK-AN}) die Ausrolldistanzen (ARD) von Blöcken maßgeblich sind. Bezüglich weiterer Angaben und Methoden zur Festlegung dieser tagbauspezifischen Gefahrenbereiche am Böschungsfuß wird auf das Kapitel 6 verwiesen.

Tagbauspezifische Gefahrenbereiche an Böschungsoberkanten (Arbeitsetagenaußenkanten) mit Absturzgefahr können in **geogen bedingte Gefahrenbereiche ($GB_{OK-geogen}$)**, welcher sich durch Versagen des Gebirges oder durch Böschungsbruch ergeben und (nicht geogen bedingte) **technische Gefahrenbereiche ($GB_{OK-techn}$)**, die sich z.B. aufgrund eines nicht willentlichen Überfahrens der Etagenaußenkante ergeben können, differenziert werden. Bezüglich Methoden zur Festlegung der geogen bedingten Gefahrenbereiche an den Böschungsoberkanten wird auf das Kapitel 5 verwiesen. Ein Vorschlag zur Festlegung des technischen Gefahrenbereiches an Böschungsoberkanten ($GB_{OK-techn}$) wird nachstehend im Kapitel 4.2 gegeben.

Hinsichtlich der Möglichkeit, **Arbeiten in Gefahrenbereichen** durchzuführen oder diese zu betreten oder zu befahren, ist anzumerken, dass Arbeiten in tagbauspezifischen Gefahrenbereichen zu unterlassen bzw. zu vermeiden sind und somit auch im Rahmen eines Regelbetriebes nicht geplant werden dürfen. Müssen tagbauspezifische Gefahrenbereiche in Ausnahmefällen betreten oder befahren werden, so hat durch Anwendung von technischen, organisatorischen und rein personenbezogenen Schutzmaßnahmen eine Vermeidung oder effektive Minimierung der bestehenden Gefahren zu erfolgten. Im Idealfall sollte durch diese Maßnahmensetzung kein Gefahrenbereich mehr vorliegt.

Ziel des Evaluierungsverfahrens muss daher sein:

- geeignetenSchutzmaßnahmen festzulegen, um tagbauspezifische Gefahrenbereiche so weit wie möglich zu reduzieren (als die wichtigste Maßnahme ist hierbei die Wahl von gefahrenspezifischen Tagbauzuschnittsparametern zu nennen) und/oder
- ein Gewinnungsverfahren anzuwenden, welches keine Durchführung von Arbeitsvorgängen in tagbauspezifischen Gefahrenbereichen erforderlich macht.

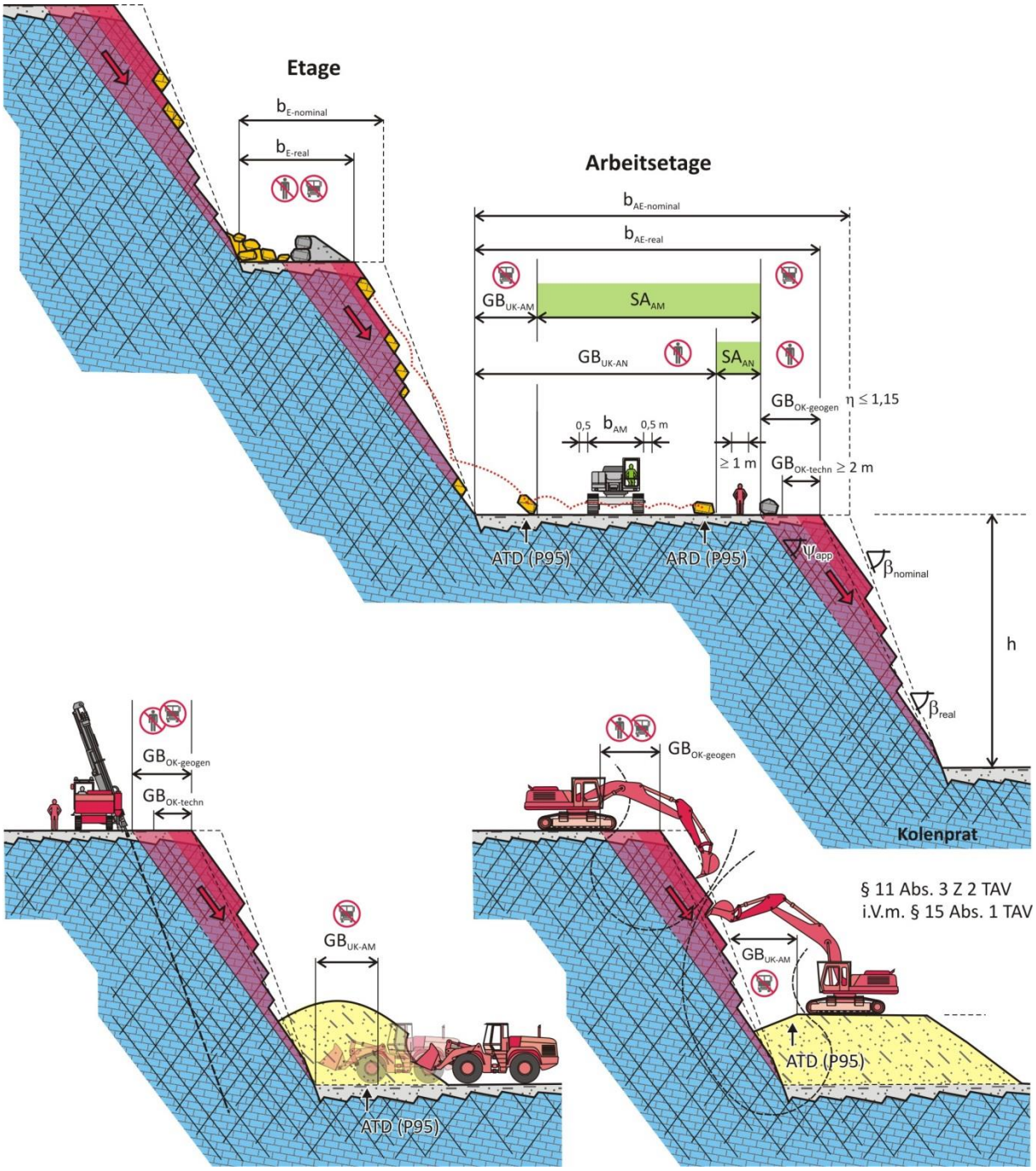


Abbildung 4.2: schematische Darstellung des Terra-Firma-Konzeptes für den Festgesteinstagbau mit Berücksichtigung parametrischer Vorgaben. Nomenklatur der Abkürzungen und der Indizes: GB - tagbauspezifischer Gefahrenbereich, SA - sicherer Arbeitsbereich, OK und UK - Böschungsoberkante und -unterkante, AM - Führer von selbstfahrenden Arbeitsmitteln, AN -Arbeitnehmer, welche nur durch PSA geschützt sind, ATD und ARD - Auftreffdistanz und Ausrolldistanz von Steinfall, b – Breite, E – Etage, AE – Arbeitsetage, P95 – 0,95-Perzentil.

Ein weiterer wichtiger Punkt im Zusammenhang mit Gefahrenbereichen ist deren **Kennzeichnung** und **Absicherung**, um insbesondere unbefugte und unkundige Personen am Betreten und Befahren dieser Bereiche zu hindern.

Für die Abgrenzungen oder Abschrankungen von tagbauspezifischen Gefahrenbereichen eignen sich vor allem Freisteine oder Schutzwälle, da diese optisch gut erkennbar sind und Hindernisse darstellen, welche eine Annäherung von Fahrzeugen zum Gefahrenbereich hin unterbinden. Eine

weitere wichtige Funktion dieser Absperrungen kann sein, dass etwa ausreichend dimensionierte und geeignet situierte Schutzwälle am Böschungsfuß die Reichweiten von Steinfall und somit den Gefahrenbereich am Böschungsfuß für Fußgänger ($GB_{UK\text{-}AN}$) minimieren können.

Aufgrund der Ermittlung und Beurteilung der geogenen Gefahren und der Festlegung von tagbauspezifischen Gefahrenbereichen ist es in Folge möglich, Bereiche auf Arbeitsetagen und Etagen zu bestimmen, in welchen keine Gefährdungen für Arbeitnehmer bestehen. In diesen **sicheren Arbeitsbereichen (SA)** haben Arbeitsplätze und Verkehrswege zu liegen (daher die Bezeichnung Terra-Firma-Konzept, Lateinisch für Festland bzw. „sicheres“ Land). Analog zu den Gefahrenbereichen am Böschungsfuß ($GB_{UK\text{-}AM}$ und $GB_{UK\text{-}AN}$), welche sich aufgrund der Reichweiten von Steinfall ergeben, können **sichere Arbeitsbereiche in jene für die Führer von Erdbaumaschinen und Lastkraftwagen (SA_{AM})** und jene **für Fußgänger und die Führer von Personenkraftwagen (SA_{AN})** untergliedert werden.

Da Arbeitsplätze und Verkehrswege nicht in tagbauspezifischen Gefahrenbereichen liegen dürfen, ergibt sich die **Mindestbreite von Arbeitsetagen (b_{AE})** aus der Summe der Breiten der tagbauspezifischen Gefahrenbereiche (GB_{OK} und GB_{UK}) und dem Platzbedarf für sichere Arbeitsplätze (b_{AP}) und/oder für Verkehrswege (b_{VW}).

$$b_{AE} = GB_{UK} + b_{VW}\ oder\ b_{AP} + GB_{OK}$$

Im Beispiel der Abbildung 4.2 wird die erforderliche Arbeitsetagenbreite anhand des tagbauspezifischen Gefahrenbereiches für Fußgänger ($GB_{UK\text{-}AN}$), da keine Schutzmaßnahmen gegen ausrollendes Gestein getroffen wurden, der erforderlichen Arbeitsplatzbreite für Arbeitnehmer (b_{AP}), wobei diese mind. 1 m zu betragen hat, und dem geogen bedingten Gefahrenbereich an der Böschungsoberkante ($GB_{OK\text{-}geogen}$) bestimmt: $b_{AE} = GB_{UK-AN} + b_{AP} + GB_{OK-geogen}$.

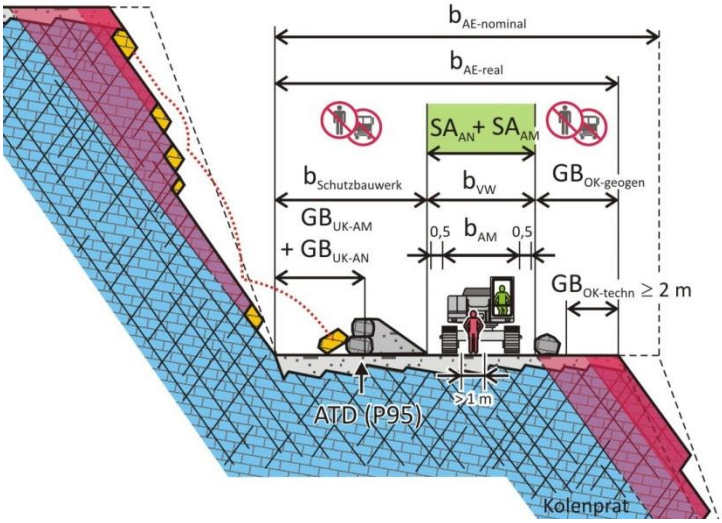


Abbildung 4.3: Beispiel zur möglichen Reduktion der Arbeitsetagenbreite

Das Beispiel der Abbildung 4.3 (welches die gleichen Böschungshöhen, -neigungen und Werte für die Gefahrenbereiche hat, wie das Beispiel der Abbildung 4.2), zeigt eine Möglichkeit zur Reduktion der Arbeitsetagenbreite durch Herstellen eines Walls zur Eindämmung des Ausrollbereiches von Steinfall

(ARD), welche auch zur Vergrößerung des sicheren Arbeitsbereiches für Fußgänger und die Führer von Personenkraftwagen (SA_{AN}) führt. Die Arbeitsetagenbreite ergibt sich hierbei aus dem Platzbedarf für den Schutzwall, der Verkehrswegbreite (b_{VW}) und dem geogenen Gefahrenbereich an der Böschungsoberkante ($GB_{OK\text{-}geogen}$): $b_{AE} = b_{Schutzbauwerk} + b_{VW} + GB_{OK-geogen}$

Der Vergleich der Beispiele der Abbildungen 4.2 und 4.3 verdeutlicht den Gestaltungsspielraum den ein System (wie das Terra-Firma-Konzept) ermöglicht, welches auf der Ermittlung und Beurteilung von Gefahren und dem zielgerichteten Setzen von Schutzmaßnahmen basiert und im Gegensatz zu einem System mit starren rechtlichen Bestimmungen und der Vorgabe von Mindest- und Maximalwerten bei Tagbauzuschnittsparametern steht.

Neben den bereits genannten Festlegungen, die auf der Ermittlung des Ausmaßes von tagbauspezifischen Gefahrenbereichen (also insbesondere der Evaluierung der betriebsspezifischen geogenen Gefahren) basiert, sieht das Terra-Firma-Konzept vor, dass ergänzend hierzu bestimmte **parametrische Angaben** zu berücksichtigen sind. Der Begriff parametrische Angaben wurde gewählt, da es sich hierbei um technische Spezifikationen von Arbeitsmitteln handelt, welche von Arbeitsmittel zu Arbeitsmittel variabel sind, aber bei der Berücksichtigung in einem konkreten Fall konstant sind. Solche Angaben wären beispielsweise, die für die Bestimmung der Mindestbreiten von Arbeitsplätzen und Verkehrswegen in einem Tagbau erforderliche **maximale Breite der eingesetzten Arbeitsmittel (b_{AM})** oder die für die Bestimmung von maximal möglichen Steigungen bzw. Gefällen von Verkehrswegen erforderliche **Bergauffahr- bzw. Verzögerungsleistung** von Mulden.

Die **Mindestbreite für Arbeitsplätze (b_{AP})**, an denen **Erdbaumaschinen** oder andere selbstfahrende Arbeitsmittel eingesetzt werden, ergibt sich einerseits aus der Arbeitsmittelbreite (b_{AM}) plus 1 m, um ein sicheres Aussteigen (Verlassen des Arbeitsmittels) zu ermöglichen. Dieser Mindestwert entspricht der nachstehend angeführten Mindestverkehrswegbreite für selbstfahrende Arbeitsmittel (nach § 7 Abs. 3 Z 2 TAV). Hinzu kommt der Platzbedarf, welcher aufgrund der Verrichtung von Tätigkeiten erforderlich ist, oder bei Arbeiten befahren werden muss. Für den Fall eines Lastkraftwagens, der auf einer Arbeitsetage wenden muss, ergibt sich etwa die Mindestbreite aufgrund des Platzbedarfs, welcher zum sicheren Reversieren auf einer Arbeitsetage benötigt wird.

Die Mindestbreite für Arbeitsplätze von **Fußgängern** ergibt sich wiederum aus dem Bereich, der bei der Verrichtung von Tätigkeiten begangen werden muss, ist jedoch mit mindestens 1 m anzusetzen. Dieser Wert entspricht der erforderlichen Verkehrswegbreite für Fußgänger bzw. der Gehwegbreite nach § 7 Abs. 3 Z 1 TAV.

Die **Mindestbreite von Verkehrswegen (b_{VW})** richtet sich nach der Verkehrsart (Fahrzeugverkehr, Personenverkehr, kombinierter Fahrzeug-Personenverkehr), der Begegnungsart (ein- und zweispuriger Verkehr), dem bei mehrspurigen Verkehr zu berücksichtigenden Begegnungszuschlag von mind. 0,5 m (§ 7 Abs. 3 Z 3 TAV), der maximalen Breite der eingesetzten Fahrzeuge (b_{AM}) plus beidseitig 0,5 m (§ 7 Abs. 3 Z 2 TAV) und möglichen Verbreiterungen in Kurven, Kehren und Ausweichen.

Für einen zweispurigen Fahrzeugverkehr mit Mulden ergibt sich bei einer maximalen Fahrzeugbreite von b_{AM} = 3,4 m, dem beidseitigen Zuschlag von jeweils 0,5 m und unter Berücksichtigung des

Begegnungszuschlages zwischen den Fahrstreifen von 0,5 m eine erforderliche Mindestbreite des Verkehrsweges von: $b_{vw} = 2 \cdot b_{AM} + 2 \cdot 1\ m + 0{,}5\ m = 9{,}3\ m.$

Die Verkehrswegbreite der Abbildung 4.3, welche (sofern der Bagger das Arbeitsmittel mit der größten Breite ist) auch die erforderliche Mindestbreite des sicheren Arbeitsbereiches in diesem Beispiel bestimmt, wäre bei einer angenommenen Breite des Baggers von b_{AM} = 3,2 m somit $b_{vw} = 4{,}3\ m.$

Zur Abschätzung von möglichen Arbeitsmittelbreiten wird mit Abbildung 4.4 das Spektrum für Hydraulikbagger und Radlader mit einem Dienstgewicht von 10 bis 100 t dargestellt. Die durchschnittliche Breite von Hydraulikbaggern liegt hierbei bei 3,2 m und jene von Radladern bei 2,9 m. Hinzuweisen ist, dass im Gegensatz zum Arbeitnehmerschutzrecht das Kraftfahrrecht maximale Fahrzeugbreiten für den öffentlichen Verkehr vorgibt. Kraftfahrzeuge (etwa Lastkraftwagen) dürfen hierbei eine Breite von 2,55 m nicht überschreiten (§ 4 Abs. 6 Kraftfahrgesetz 1967, BGBl. Nr. 267/1967), wobei aber bei der Breitenfeststellung Bauteile wie Rückblickspiegel (welche nachgeben können und dann nicht mehr über die höchste zulässige Breite von Fahrzeugen hinausragen) oder Blinkleuchten und Begrenzungsleuchten, nicht berücksichtigt werden brauchen. Diese Bauteile sind aber bei der Ermittlung der Fahrzeugbreite nach dem Arbeitnehmerschutz einzubeziehen (hier zählt die Breite über alles).

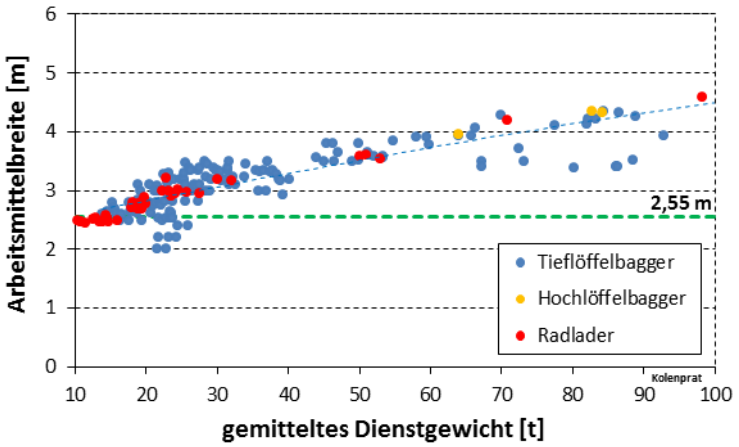


Abbildung 4.4: Darstellung des Spektrums an Fahrwerksbreiten von Hydraulikbaggern (Datenbasis n = 179) und von Radladern (n = 27) mit gemittelten Dienstgewichten von 10 t bis 100 t.

Weitere im Rahmen des Gefahrenbereichskonzept für den Festgesteinstagbau zu berücksichtigende parametrische Angaben, welche sich ebenfalls aus der technischen Spezifikation von Arbeitsmitteln ergeben, sind die **Reichweiten von Hydraulikbaggern**, welche verwendet werden, um Tagbauböschung von losem Gestein zu säubern.

Eine Berücksichtigung dieser parametrischen Angaben zielt auf die Begrenzung der Höhen von Tagbauböschungen ab, da die **maximalen Höhen von Tagbauböschungen im Festgesteinstagbau (h_{max})** so zu wählen sind, dass ein gefahrloses maschinelles Beseitigen von losem und im Abgehen begriffenem Gestein aus der Tagbauböschung durch den Einsatz von selbstfahrenden Arbeitsmitteln (Hydraulikbagger mit Tieflöffelausrüstung) möglich sein muss. In den genannten Fällen ist jedoch

immer auch die sichere Aufstellung der Arbeitsmittel zu berücksichtigen. Dies wird auch mit § 11 Abs. 3 TAV vorgegeben.

Ein Nachweis, dass dies möglich ist, wird in Form einer **Parameterstudie** gezeigt (Abbildung 4.2, rechte untere Grafik), mit welcher dokumentiert wird, dass diese Sicherungsmaßnahme mit den zur Verfügung stehenden selbstfahrenden Arbeitsmitteln (z.B. einem im Tagbau verwendeten Hydraulikbagger mit Tieflöffelausrüstung) möglich ist, ohne dass hierbei Arbeiten in den ermittelten tagbauspezifischen Gefahrenbereichen am Böschungsfuß ($GB_{UK\text{-}AM}$ = ATD) bzw. an der Böschungsoberkante ($GB_{OK\text{-}geogen}$) erfolgen müssen.

Dass diese parametrischen Vorgaben zwangsläufig zu einer Limitierung der Böschungshöhen führen, soll mit der Abbildung 4.5 verdeutlicht werden. In diesem Diagramm werden die Reichweitenwerte von Hydraulikbaggern mit Tieflöffelausrüstung entsprechend ihrem gemittelten Dienstgewicht dargestellt. Die Bandbreiten bei den Einstechhöhen und Grabtiefen, ergeben sich aufgrund der unterschiedlichen Ausleger- und Stiellängen, mit welchen die einzelnen Bagger ausgestattet werden können. Im Festgesteinstagbau stehen vor allem Hydraulikbagger mit einem Dienstgewicht von 30 t bis 80 t im Einsatz. Der Vollständigkeit halber wurden auch die Reichweiten von Böschungsbaggern mit überlangem Ausleger und Stiel (n = 17) eingetragen (blaue Balken). Diese werden jedoch im Regelfall (in Verbindung mit einem Böschungslöffel) zum Abziehen von Straßenböschungen im Autobahnbau verwendet und kommen im Festgesteinstagbau nicht zum Einsatz. Klar ist, dass sich die zulässige Böschungshöhe nicht aus der Summe der maximalen Einstechhöhe und maximalen Grabtiefe ermittelt lässt, da sich die effektiven Reichweiten aus den Aufstellungsmöglichkeiten (unter Berücksichtigung der Gefahrenbereiche und der Böschungsneigung und -form) ergeben (siehe Abbildung 4.2 rechte untere Grafik).

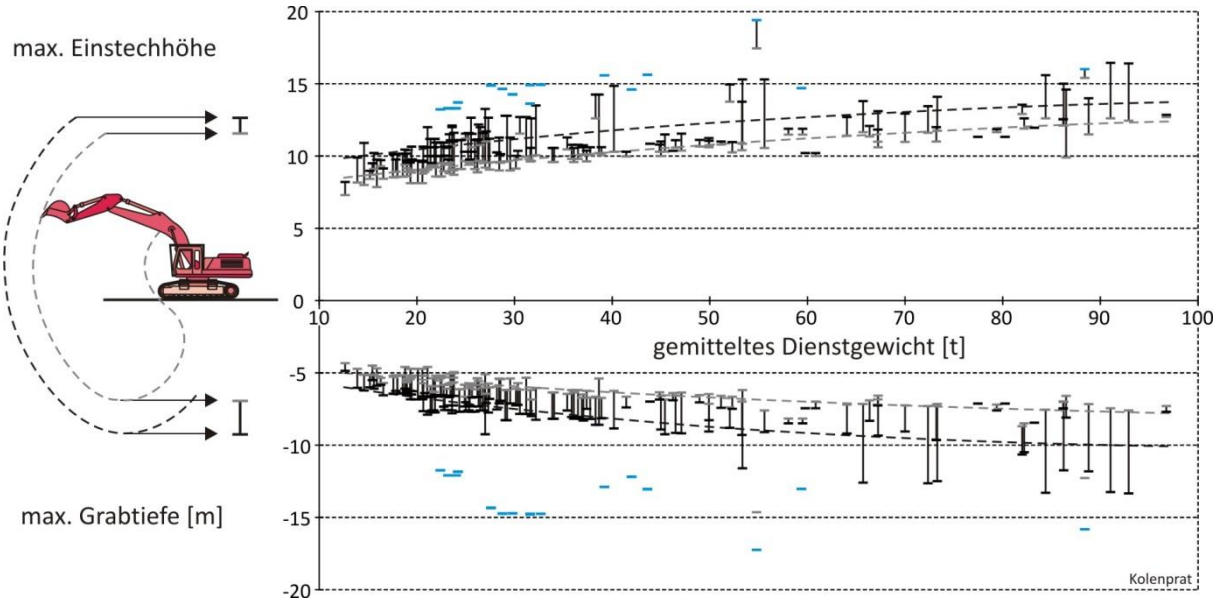


Abbildung 4.5: Reichweiten von Tieflöffelbagger (n = 164) mit gemittelten Dienstgewichten zwischen 10 t und 100 t.

Parameterstudien ergaben, dass bei den üblicherweise im Tagbau im Einsatz stehenden Hydraulikbaggern mit Tieflöffelausrüstung, 12 m hohe Böschungen (65° geneigt, schwach konvexe Form) vollständig mit dem Tieflöffel erreicht werden können. Bei größeren Böschungshöhen war zum Erreichen dieser Vorgabe im Regelfall eine erhöhte Aufstandsfläche am Böschungsfuß erforderlich

(wie jene der Abbildung 4.2 rechte untere Grafik). Solche erhöhte Aufstandsflächen sind etwa in Form von Hauwerk nach Gewinnungssprengungen vorhanden. Unrealistisch ist, dass diese im Nachhinein hergestellt (angeschüttet) werden, um ein Säubern von einzelnen losen Blöcken durchzuführen. Sollte daher ein jederzeit mögliches Säubern erforderlich sein oder verlangt werden, so kann dies nur durch Böschung mit entsprechend geringer Höhe sichergestellt werden, welche ohne erhöhte Aufstandsfläche am Böschungsfuß auskommen.

Bezüglich dieser Sicherungsmaßnahme ist anzumerken, dass diese ohnedies nur bedingt wirksam sein kann und im Regelfall aufgrund der begrenzten Losbrech- und Reißkräfte von Hydraulikbaggern nur loses Gestein aus Tagbauböschungen beseitigt werden kann.

Ein weiterer wesentlicher Punkt des Gefahrenbereichskonzeptes ist, dass eine **Unterscheidung in Etagen und Arbeitsetagen** getroffen wird (siehe Abbildung 4.2, obere Grafik). Arbeitsetagen stellen Etagen dar, auf welchen sich Arbeitnehmer auf Arbeitsplätzen und/oder Verkehrswege befinden. Diese sind, wie bereits erläutert, entsprechend der Ausmaße von Gefahrenbereichen und des erforderlichen Platzbedarfes für die sichere Durchführung von Arbeiten ausreichend zu dimensionieren bzw. sind eine Reihe von Schutzmaßnahmen zu setzen, um ein gefahrloses Arbeiten auf diesen zu ermöglichen.
Im Gegensatz dazu sind Etagen als technische Maßnahme zu sehen, welche zu einer Erhöhung der Standsicherheit des Böschungssystems führen und (sofern richtig dimensioniert) rückhaltende Wirkung gegenüber Steinfall oder Felsmassen haben sollen und als horizontale Anprallelemente fungieren, welche eventuell mit Wällen oder Anschüttungen zur Reduktion der Ausrolldistanzen von Steinfall zu versehen sind.
Der Vorteil dieser Differenzierung ist, dass nicht alle Etagen die umfangreichen Vorgaben, welche man an Arbeitsetagen stellt, erfüllen müssen. Ziel ist es, dass Maßnahmen vor allem dort gesetzt werden sollen, wo Arbeitnehmer tätig sind.

Hinzuweisen ist auf die Verminderung der geplante Etagen- bzw. Arbeitsetagenbreiten ($b_{E\text{-nominal}}$ und $b_{AE\text{-nominal}}$) bzw. der ursprünglichen Böschungsneigung bzw. Bohrlochneigung ($\beta_{nominal}$) durch Versagensereignisse oder aufgrund des Säuberns der Böschung nach Gewinnungssprengen, was zu reduzierten Etagen- bzw. Arbeitsetagenbreiten ($b_{E\text{-nominal}}$ und $b_{AE\text{-nominal}}$) und Böschungsneigung (β_{real}) führen kann. Dieser Umstand ist bei der Planung von ausreichend dimensionierten Arbeitsetagen und Etagen zu berücksichtigen.

4.1. Ergänzungen zum Terra-Firma-Konzept durch die TAV

Der Ansatz für das Gefahrenbereichskonzept bzw. die Erfordernis Gefahrenbereiche festzulegen, zu kennzeichnen und zu sichern, ergabt sich aus den Vorgaben des § 4 ASchG (Gefahrenermittlung und –beurteilung in Hinblick auf die Gestaltung und die Einrichtung einer Arbeitsstätte) in Verbindung mit den Bestimmungen des § 20 Abs. 2 und des § 61 Abs. 3 ASchG (Festlegung von Maßnahmen für Gefahrenbereiche, in denen Absturzgefahr oder die Gefahr des Herabfallens von Gegenständen besteht) und wurde als Gegenkonzept zu den bis 2010 in Geltung stehenden Bestimmungen der Steinbruchverordnung (BGBl. Nr. 253/1955) konzipiert, welche im klaren Widerspruch zu den modernen Arbeitsnehmerschutzbestimmungen standen (weitere Ausführungen siehe Kapitel 4.3). Ein Großteil des Terra-Firma-Konzeptes wurde auch bei der Erstellung der Tagbauarbeiten-verordnung (TAV, BGBl II Nr. 416/2010) berücksichtigt, wobei die TAV weitreichendere Bestimmungen vorgibt.

Die wesentlichsten Punkte sind:

- Die Tagbauarbeitenverordnung sieht keine Differenzierung der tagbauspezifischen Gefahrenbereiche vor, wie z.B. nach dem Schutzobjekt am Böschungsfuß, oder eine Unterteilung in geogen und nicht geogen bedingter Absturzgefahr, wie diese mit dem Terra-Firma-Konzept bzw. in dieser Arbeit vorgeschlagen wird.
- Bezüglich der Arbeiten in tagbauspezifischen Gefahrenbereichen wird mit § 10 Abs. 3 TAV vorgegeben, dass diese grundsätzlich nicht zulässig sind, insbesondere dürfen **keine planmäßigen Gewinnungstätigkeiten durch die Beschäftigung von Arbeitnehmern in tagbauspezifischen Gefahrenbereichen** erfolgen.
- Ergänzend hierzu wird jedoch mit § 10 Abs. 3 TAV eine Möglichkeit eröffnet, Arbeiten in tagbauspezifischen Gefahrenbereichen durchzuführen und zwar in gewinnungstechnisch bedingten Ausnahmefällen, wenn durch technische und organisatorische Sicherungsmaßnahmen die Gefahren für Arbeitnehmer minimiert wurden und eine **Arbeitsfreigabe** nach § 4 TAV erteilt wurde. Das hierbei anzuwendende Arbeitsfreigabesystem besteht aus der Festlegung von Sicherungsmaßnahmen zur Gefahrenminimierung, der Freigabe durch die fachkundige Leitung (§ 3 TAV), der Durchführung der Arbeiten durch erfahrene und besonders unterwiesene Arbeitnehmer (für welche auch schriftliche Betriebsanweisungen zu erstellen sind) und der Beaufsichtigung diese Arbeitnehmer durch eine Aufsichtsperson (welche die ordnungsgemäße Ausführung der Arbeiten überwacht und unverzüglich Hilf-, Evakuierungs- und Rettungsmaßnahmen einzuleiten hat, Verbot von Alleinarbeit). Klar ist, dass dieses Arbeitsfreigabesystem nur als zusätzliche organisatorische Sicherungsmaßnahme zu betrachten ist und nur dann Anwendung finden kann, wenn durch Setzen von technischen und organisatorischen Sicherungsmaßnahmen vor Beginn der gefährlichen Arbeiten eine größtmögliche Gefahrenminimierung für diese Arbeiten erreicht wurde. Das heißt, die Durchführung von gefährlichen Arbeiten ohne vorherige wirksame Gefahrenminimierung ist trotz der Anwendung eines Arbeitsfreigabesystems verboten.
- Eine wesentliche Neuerung gegenüber der Steinbruchverordnung ist die Vorgabe, dass im Zuge von Neugenehmigungen oder von Genehmigungen zur Erweiterungen von Tagbauen die tagbauspezifischen Gefahrenbereiche und die sich in Verbindung mit dem

Gewinnungsverfahren ergebenden Tagbauzuschnittsparameter (insbesondere die maximale Böschungshöhe und die Mindestbreite von Arbeitsetagen) begründend anzugeben sind (§ 18 TAV). Diese Angaben sind deshalb notwendig, da mit der Tagbauarbeitenverordnung keine konkreten Werte zu den Tagbauzuschnittsparametern vorgegeben werden und dadurch sichergestellt werden soll, dass Arbeiten (insbesondere auf den Arbeitsetagen) aller Voraussicht nach ohne Gefahren für Arbeitnehmer durchgeführt werden können. Dieser Punkt ist essentiell für die Zustimmung zu einer Genehmigung. Genehmigungen von Bergbaubetrieben nach dem Mineralrohstoffgesetz stellen konzentrierte Verfahren dar, in welchen die Belange des Arbeitnehmerschutzes zu berücksichtigen sind (§ 93 Abs. 1 Z 2 ASchG bzw. § 94 Abs. 1 Z 7 ASchG). Eine Bewilligung darf nur erteilt werden, wenn den Arbeitnehmerschutzvorschriften entsprochen wird und keine voraussehbaren Gefahren für Arbeitnehmer bestehen (Vorgaben der §§ 93 Abs. 2 und 94 Abs. 2 ASchG).

4.2. Festlegung von technischen Gefahrenbereichen ($GB_{OK\text{-}techn}$)

Wie voranstehend angeführt, sind neben geogen bedingten Gefahrenbereichen an Böschungsoberkanten auch Bereiche als tagbauspezifische Gefahrenbereiche festzulegen, in denen eine **nicht durch ein Versagen des Untergrundes bedingte Absturzgefahr** besteht. Zur Unterscheidung (zu den geogen bedingten tagbauspezifischen Gefahrenbereichen) werden diese hier als **technische Gefahrenbereiche ($GB_{OK\text{-}techn}$)** bezeichnet.

Absturzgefahr kann etwa in Bereichen gegeben sei, bei denen sich selbstfahrende Arbeitsmittel geplant bzw. gezielt einer Absturzstelle nähern, wie bei Versturzkanten, Aufgabestellen für Sturzrinnen und Sturzschächte oder bei Entladestellen von Fahrzeugen. Für diese Fälle (bei denen Hauwerk abgestürzt wird) gibt § 15 Abs. 2 TAV vor, dass diese Bereiche erforderlichenfalls durch technische Maßnahmen so zu sichern sind, dass ein unbeabsichtigtes Überfahren verhindert wird, oder man dafür zu sorgen hat, dass die Tätigkeiten von einem sicheren Standplatz aus durchgeführt werden. Diesen Vorgaben kann beispielweise durch Herstellung eines Überfahrschutzes an der Absturzkante (z.B. in Form einer im Untergrund verankerten Traverse) oder organisatorisch, indem Hauwerk in ausreichender Entfernung abgeladen und mittels Radlader abgeschoben wird, nachgekommen werden.

Abgesehen von den Fällen einer geplanten Annäherung an Absturzstellen ergibt sich Absturzgefahr aber vor allem durch unbeabsichtigtes Überfahren von Böschungsoberkanten (Etagenaußenkanten) durch außer Kontrolle geratene Fahrzeuge und Erdbaumaschinen, etwa aufgrund von schlechten Fahrbahnverhältnissen oder vereistem Untergrund (eine durchaus häufige Unfallursache mit meist schwerwiegenden Folgen).

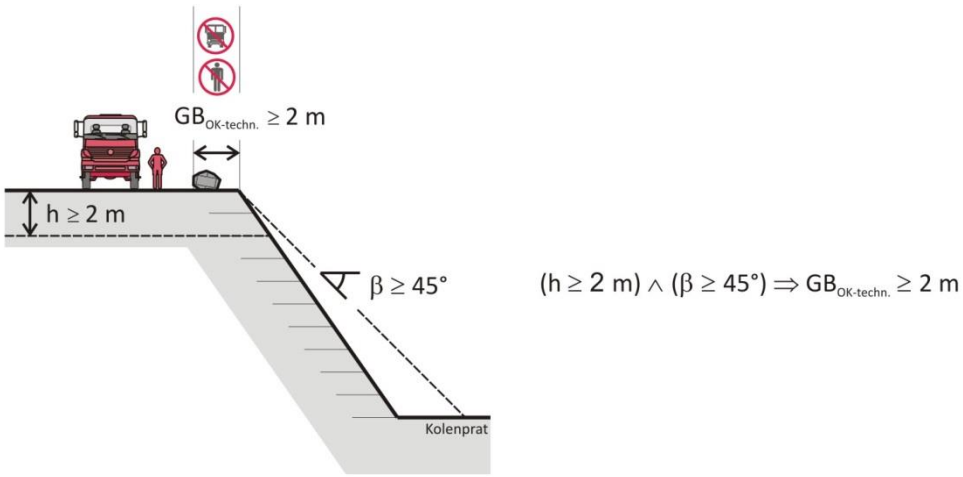


Abbildung 4.6: Kriterien zur Festlegung von technischen Gefahrenbereichen ($GB_{OK\text{-}techn}$)

In welchen Fällen hierbei nun eine Absturzgefahr vorliegt, wird mit der Tagbauarbeitenverordnung nicht weiter konkretisiert und ist somit im Rahmen der Arbeitsplatzevaluierung (nach § 8 Abs. 1 Z 2 und Abs. 2 Z 1 TAV) festzulegen.

In Anlehnung an die Vorgaben des § 7 Bauarbeiterschutzverordnung (BauV, BGBl. Nr. 340/1994), welche bei vergleichbaren Gegebenheiten ab einer Absturzhöhe von mehr als 2 m das Anbringen von

Absturzsicherungen, Abgrenzungen oder Schutzeinrichtungen vorsieht, wird vorgeschlagen, auch in Tagbauen **bei einer Absturzhöhe von h ≥ 2 m** und einer **Böschungsneigung von β ≥ 45°** jedenfalls von einer Absturzgefahr auszugehen (siehe Abbildung 4.6).

Bezüglich einer Absicherung dieser Gefahrenbereiche gibt zwar § 10 Abs. 4 TAV vor, dass die mit § 11 Abs. 3 Arbeitsstättenverordnung (AStV, BGBl. II Nr. 368/1998) verlangten Maßnahmen (Absicherung von Absturzstellen ab einer Absturzhöhe von mehr als 1 m mittels standfesten Geländern) im Tagbau auf Arbeitsplätze, Verkehrswege und erhöhte Bereiche, von denen Arbeitnehmer abstürzen könnten, nicht angewandt werden müssen. § 7 Abs. 2 TAV verlangt jedoch sinnvollerweise, dass geeignete Maßnahmen, durch Abgrenzungen oder Abschrankungen, wie Leitplanken (Schutzplanen), Freisteine oder Schutzwälle getroffen werden müssen, wenn bei der Benutzung von Verkehrswegen im Tagbau Absturzgefahr vorliegt. Diese Maßnahmen dienen einerseits (aufgrund ihrer Größe) als optisch gut erkennbare Kennzeichnung von Gefahrenbereichen und sind andererseits Hindernisse (physikalische Sperren), die Fahrzeuge und Erdbaumaschinen in gewissen Maß aufhalten vermögen. Geländer würden diese Schutzfunktionen in Hinblick auf schwere Fahrzeuge und Erdbaumaschinen nicht erzielen können.

Nach § 9 Abs. 3 Z 2 BauV sind Abgrenzungen in einem Abstand von ca. 2 m zur Absturzkante anzuordnen bzw. dürfen (nach § 9 Abs. 4 BauV) Bereiche zwischen Abgrenzung und Absturzkante nur dann betreten werden, wenn Arbeitnehmer durch geeignete persönliche Schutzausrüstung gegen Absturz gesichert sind.

In Anlehnung an diese Vorgabe der Bauarbeiterschutzverordnung, welche als Regel der Technik gilt, sollten Abgrenzungen auch im Tagbau so angeordnet werden, dass ein Bereich in einem **Abstand von ≥ 2 m zur Böschungsoberkante** (Absturzstelle) gesichert wird. Abgrenzungen (wie Freisteile und Schutzwälle) könnten hierbei (platzsparend) innerhalb dieses technischen Gefahrenbereichs liegen. Auch für diese Kategorie von tagbauspezifischen Gefahrenbereichen gilt, dass diese ohne Setzen von zusätzlichen Sicherungsmaßnahmen, weder befahren noch von Arbeitnehmern betreten werden dürfen.

Wesentlich ist, dass technische Gefahrenbereiche, welche einen Abstand von 2 m zur Absturzstelle vorsehen, nur dann festgelegt werden, wenn geogen bedingte Gefahrenbereiche ein geringeres Ausmaß haben. Bei den in Abbildungen 4.2 und 4.3 dargestellten Fällen, wurde der geogen bedingte Gefahrenbereich größer angenommen, was eine Festlegung eines technischen Gefahrenbereiches nicht erforderlich machen würde.

Hinsichtlich der Wahl zwischen Schutzwall und Freisteinen ist anzumerken, dass Schutzwälle (sofern geeignet dimensioniert) im Regelfall eine bessere Schutzwirkung gegen ein Überfahren bieten als Freisteine. Ein Nachteil von Schutzwällen kann jedoch darin bestehen, dass diese Oberflächenwässer am Abrinnen von der Arbeitsetage hindern bzw. eventuell das Einleiten der Oberflächenwässer in den Untergrund begünstigen.

4.3. Vergleich mit früheren Bestimmungen des Arbeitnehmerschutzrechtes

Der Ansatz zum Terra-Firma-Konzept bzw. die Vorgaben der Tagbauarbeitenverordnung stehen im klaren Gegensatz zu den bis 2011 im österreichischen Tagbau angewandten Bestimmungen. Diese waren die Verordnung über den Schutz der Dienstnehmer und der Nachbarschaft beim Betrieb von Steinbrüchen, Lehm-, Ton-, Sand- und Kiesgruben sowie bei Haldenabtragungen (BGBl. Nr. 253/1955, im Folgenden als Steinbruchverordnung bezeichnet) und eine Reihe von Bestimmungen zum Tagebau der Allgemeine Bergpolizeiverordnung (ABPV, BGBl. Nr. 114/1959), welche mit In-Kraft-Treten der Tagbauarbeitenverordnung mit 01/01/2011 bzw. bei einigen Bestimmungen aufgrund von Übergangsbestimmungen erst mit 01/01/2016 ersetzt wurden (§§ 20 und 21 TAV).

Beide Rechtsvorschriften, welche aus den 1950iger Jahren stammten und teilweise tradierte Vorgaben aus den 1930iger Jahren enthielten, waren völlig veraltet, weitestgehend technisch überholt, stark abweichend zum Stand der Technik und sogar widersprüchliche zu den geltenden Arbeitnehmerschutzbestimmungen. Der wesentlichste Unterschied dieser Bestimmungen zum Terra-Firma-Konzept und den Vorgaben der TAV war, dass diese in keinster Weise die geologisch-geotechnischen Einflussfaktoren bzw. deren Wechselwirkung mit den gewählten Tagbauzuschnittsparametern und den Gewinnungsverfahren berücksichtigten.

Dies verdeutlichen etwa die Vorgaben des § 32 Steinbruchverordnung zum so genannten „***Etagenabbau***“ (wobei mit diesem Begriff aber nicht ein Gewinnungsverfahren mit Förderung mittels Mulden über Etagen verstanden wurde). Dieses nicht näher definierte Verfahren war in ungünstigen Fällen anzuwenden, bei denen Böschungen (Zitat)“*aus zerklüftetem oder brüchigem Gestein bestehen, das über das normale Ausmaß hinaus zu Steinschlag neigt*“. Bei solchen Gegebenheiten war ein händisches Laden des Hauwerks (also auch händische Arbeiten am Böschungsfuß) bis zu einer Böschungshöhe von 15 m erlaubt (siehe Abbildung 4.7). Die Mindestbreiten von Arbeitsetagen waren im Verhältnis zu den Böschungshöhen festzulegen (etwa $b \geq h/2$ oder $b \geq h/3$, ohne Berücksichtigung der Böschungsneigung), wobei jedenfalls eine Mindestbreite von 4 m einzuhalten war (auf welche unter bestimmten Umständen ungeachtet der Böschungshöhe zurückgegangen werden konnte). Eine maximale Böschungshöhe wurde nicht vorgegeben, wodurch die vorgegebenen Mindestetagenbreiten wenig Sinn machten (außer es erfolgte eine Konkretisierung der maximal zulässigen Böschungshöhen im Genehmigungsweg).

In günstigen Fällen (Zitat) „*bei wenig zerklüftetem, kompaktem, in mächtigen Schichten gelagertem Gestein*“ war ein sogenannter „***Stufenabbau***“ nach § 30 Steinbruchverordnung möglich und durften „*Stufen*“ mit einer Mindestbreite von 1,5 m hergestellt werden. War auch dies nicht möglich, so konnten in der Böschung befestigte Arbeitsbühnen (für Bohrarbeiten und Sprengarbeiten) verwendet werden und waren Arbeitnehmer „*sicher anzuseilen*“. Eine maximale Böschungshöhe wurde auch bei diesem Gewinnungsverfahren nicht vorgegeben, die Böschungen mussten lediglich (Zitat) „*eine der örtlichen Standfestigkeit des Gesteins entsprechende Neigung besitzen*“.

Diese Beispiele von Bestimmungen der Steinbruchverordnung dokumentieren wie sehr diese Vorgaben technisch überholt waren (die Bestimmungen regelten vor allem händische Arbeiten beim Abbau und der Förderung) bzw. wie widersprüchlich diese zum geltenden Arbeitnehmerschutzrecht

waren. Erstaunlich ist in diesem Zusammenhang das offensichtliche hohe Maß an Gefährdung, welches von den damaligen Gesetzgebern akzeptiert wurde.

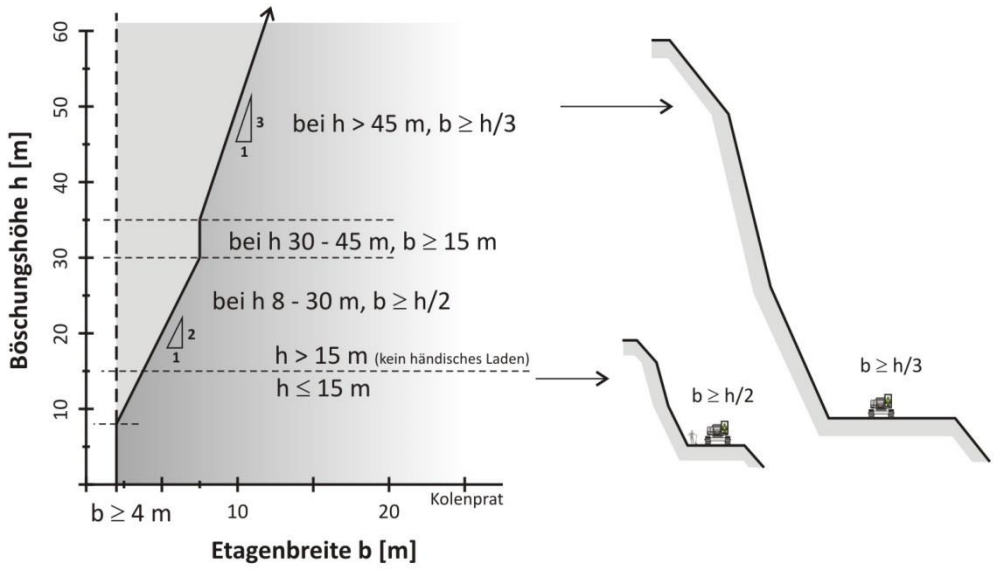


Abbildung 4.7: Vorgaben des (nunmehr außer Kraft getreten) § 32 Steinbruchverordnung zu erforderlichen Etagenbreiten in Abhängigkeit zu Böschungshöhen.

Ein weiteres Problem der Steinbruchverordnung war die Verwendung von nicht eindeutig definierten Begriffen bzw. die Verwendung unklaren Formulierungen, welche unterschiedliche Interpretationsmöglichkeiten zuließ. Neben Vollzugsproblemen führten diese Unschärfen zu Auslegungsschwierigkeiten und zu Rechtunsicherheit für die Anwender bzw. die Arbeitgeber.

Da diese einschlägigen Bestimmungen noch bis vor Kurzen in Kraft waren (und insbesondere keine maximal zulässigen Böschungshöhen vorgaben), war es nicht verwunderlich, dass in den 2000er Jahre vereinzelt noch Tagbaue mit 75 und 80 m hohen und durchgängige Böschungen (ohne jegliche Etagen) existierten, welche im Regelfall zwar Probleme mit der Standsicherheit hatten, bei denen die Arbeitgeber aber davon ausgingen, dass diese rechtskonform betrieben wurden.

5. Festlegung von geogen bedingten tagbauspezifischen Gefahrenbereichen an Böschungsoberkanten ($GB_{OK\text{-}geogen}$)

Die grundlegende Vorgabe bei der Festlegung des Ausmaßes von jeglichen Gefahrenbereichen ist, dass die Ermittlung schlüssig und nachvollziehbar zu erfolgen hat.
Ein Hauptziel dieser Arbeit war es daher, bestehende Methoden zu Standsicherheitsberechnungen weiter zu entwickeln, um unter Berücksichtigung der einschlägigen Normen einen fachlich fundierten Ansatz zur Berechnung des Ausmaßes von Gefahrenbereichen an Böschungsoberkanten zu finden, welcher darüber hinaus eine zeit- bzw. kostensparende Analyse ermöglichen soll.

5.1. Gefahrenbereichsberechnung mittels kombinatorischen Ansatzes

Der gegenständliche Ansatz zielt auf Versagensmechanismen ab, welche sich durch Translationsgleitung auf einer oder auf zwei Trennflächen ergeben (planare Gleitung und Keilgleitung). Zu betonen ist, dass diese Mechanismen die Hauptversagensmechanismen von Felsböschungen in Tagbauen darstellen.

Bei diesem Ansatz werden alle theoretisch möglichen Gleitkörper und deren Schnittgeraden (bzw. Verschnittvektoren = Richtungsvektoren der Schnittgeraden), die sich aus den Flächen eines im Tagbau erhobenen Gefügedatensatzes (Foliations-, Bruch- und Störungsflächen) ergeben, berechnet. Die Anzahl möglicher Schnittgeraden ergibt sich durch Kombinationen ohne Wiederholungen von *n* Elementen der Ordnung *k*. Entsprechend dem Binomialkoeffizient erhält man etwa bei der Verschneidung von 100 Trennflächen (*n* = 100, *k* = 2) 4950 Verschnittvektoren (sofern nicht parallele Flächen auftreten).

Für jene Gleitkörper, deren Schnittgeraden eine zu untersuchende Böschung unterschneiden (und bei denen somit kinematisch ein Versagen durch Translationsgleitung möglich ist), wird unter Anwendung des Mohr-Coulomb-Kriteriums

- der **Sicherheitsfaktor für die globale Standsicherheit** (Factor of Safety, $FoS = \eta = R/E$, mit R- Widerstand und E – Beanspruchung, wobei R und E charakteristische Größen sind) und
- der **Ausnutzungsgrad nach dem Konzept mit Teilsicherheitsbeiwerten** entsprechend ÖNORM B 1997-1-5 ($\mu = E_d/R_d$, mit E_d= Bemessungswert der Beanspruchungen und R_d= Bemessungswert des Widerstände) berechnet. Gemäß ÖNORM B 1997-1-5 kann der Ausnutzungsgrad mittels des Zusammenhanges $\mu = \gamma_{\varphi',c'}/\eta \leq 1$ aus dem globalen Sicherheitsfaktor ermittelt werden.

Bei dieser Berechnung sind folgende **vier Fälle** zu unterscheiden (vgl. auch WITTKE, 2014):

- Fall 1 (**Keilgleitung mit offenem Keil**): Gleiten eines Körpers auf zwei Flächen (A_1 und A_2) entlang der Schnittgeraden, wobei die Normalvektoren der Flächen in unterschiedliche Hemisphären zeigen. Die Hemisphären werden hierbei durch eine vertikal stehende Ebene getrennt, in der die Schnittgerade liegt (siehe Abbildungen 5.1 und A1.3 im Anhang 1),

- Fall 2 (**Keilgleitung bei einem überkippten Keil**): Gleiten eines Körpers auf zwei Flächen (A_1 und A_2) entlang der Schnittgeraden, wobei die Normalvektoren der Flächen in die gleiche Hemisphäre zeigen (siehe Abbildungen 5.1 und A1.4),

- Fall 3 und 4 (**planare Gleitung**): Gleiten eines Körpers, welcher von zwei Trennflächen (A_1 und A_2) begrenzt wird, das Gleiten jedoch nur auf einer der beiden Flächen (A_1 oder A_2) entlang des Fallvektors dieser Fläche erfolgt (siehe Abbildung 5.1, unterste Grafik).

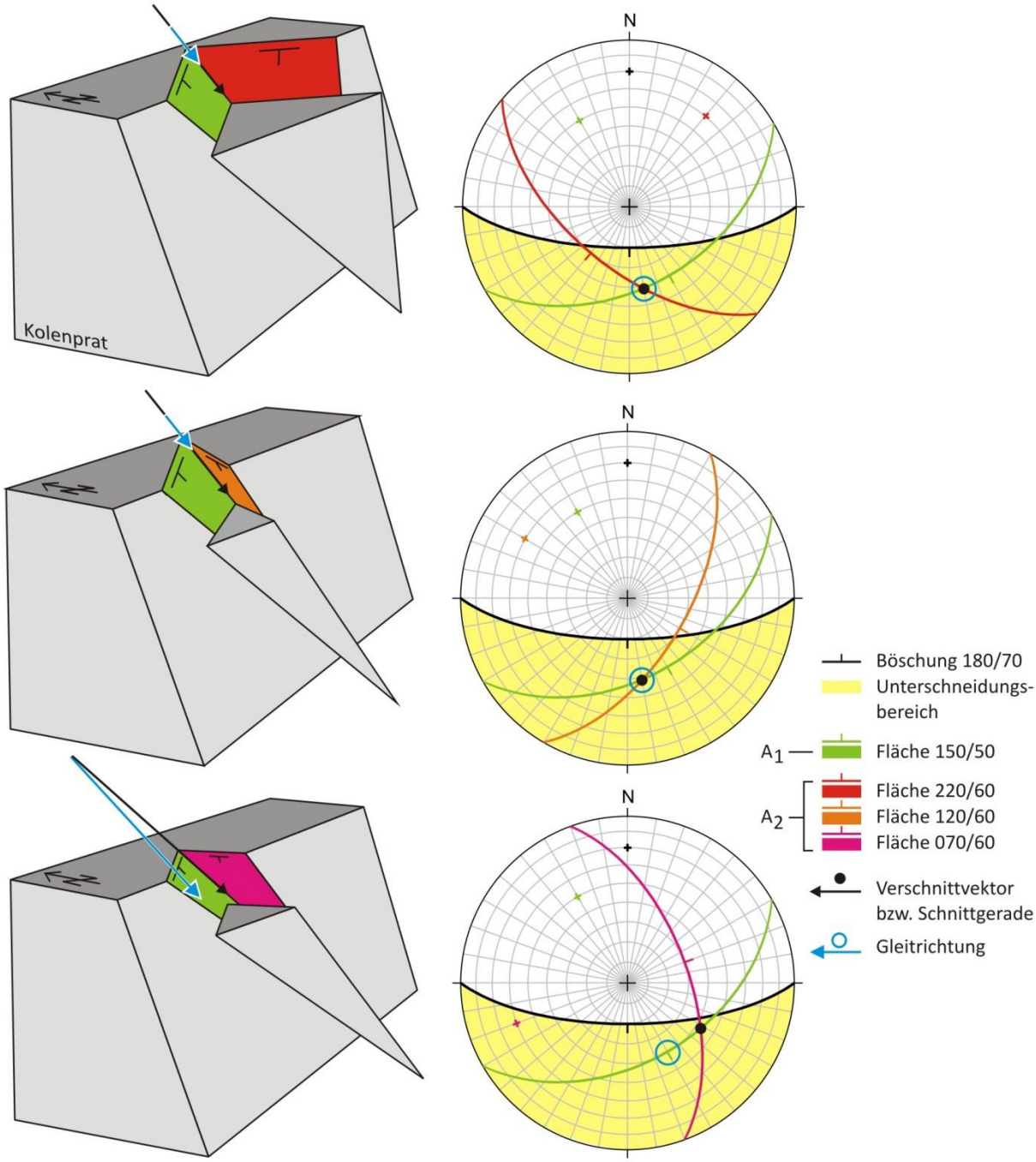


Abbildung 5.1: Die oberste Grafik und Lagenkugeldarstellung gibt den Fall 1 - Keilgleitung mit offenem Keil wieder, die mittlere Grafik zeigt den Fall 2 - Keilgleitung bei einem überkippten Keil, die unterste Grafik und Ladenkugeldarstellung beschreibt die Fäll 3 bzw. 4 - planare Gleitung.

Der globale Sicherheitsfaktor (FoS) für diese Fälle wird wie folgt errechnet:

Fall 1: $$FoS = \frac{\frac{G \cdot \cos\psi_{\bar{l}} \cdot \sin\alpha_2}{\sin(\alpha_1+\alpha_2)} \cdot \tan\varphi_1 + c_1 \cdot A_1 + \frac{G \cdot \cos\psi_{\bar{l}} \cdot \sin\alpha_1}{\sin(\alpha_1+\alpha_2)} \cdot \tan\varphi_2 + c_2 \cdot A_2}{G \cdot \sin\psi_{\bar{l}}}$$

Fall 2: $$FoS = \frac{\frac{G \cdot \cos\psi_{\bar{l}} \cdot \sin\alpha_2}{\sin(\alpha_2-\alpha_1)} \cdot \tan\varphi_1 + c_1 \cdot A_1 + \frac{G \cdot \cos\psi_{\bar{l}} \cdot \sin\alpha_1}{\sin(\alpha_2-\alpha_1)} \cdot \tan\varphi_2 + c_2 \cdot A_2}{G \cdot \sin\psi_{\bar{l}}}$$

Fall 3 und 4: $$FoS = \frac{G \cdot \cos\psi_{\bar{l}} \cdot \cos\alpha_1 \cdot \tan\varphi_1 + c_1 \cdot A_1}{G \cdot \sin\psi_{\bar{l}}}$$

$$FoS = \frac{G \cdot \cos\psi_{\bar{l}} \cdot \cos\alpha_2 \cdot \tan\varphi_2 + c_2 \cdot A_2}{G \cdot \sin\psi_{\bar{l}}}$$

Bezüglich des genauen Berechnungsansatzes bzw. der Berechnungsschritte wird auf den Anhang 1 verwiesen.

In Folge werden bei der Berechnung alle Schnittgeraden (Verschnittvektoren) von Gleitkörpern, bei denen ein Versagen kinematisch möglich ist, in jene Vertikalebene, in der der Fallvektor der zu untersuchenden Böschung liegt (Böschungsschnitt), projiziert und die scheinbaren Fallwinkel der Verschnittvektoren in der Vertikalebene ($\psi_{apparent}$) bestimmt.

Würde die Bestimmung des $\psi_{apparent}$ mittels Lagenkugel erfolgen (siehe Abbildung 5.2), so ergibt sich dieser durch die Ermittlung des Fallwinkels jener Ebene, welche die gleiche Streichrichtung wie die Böschung hat und in welcher die Schnittgerade (der Verschnittvektor der Flächen) liegt (siehe Großkreis in Abbildung 5.2).

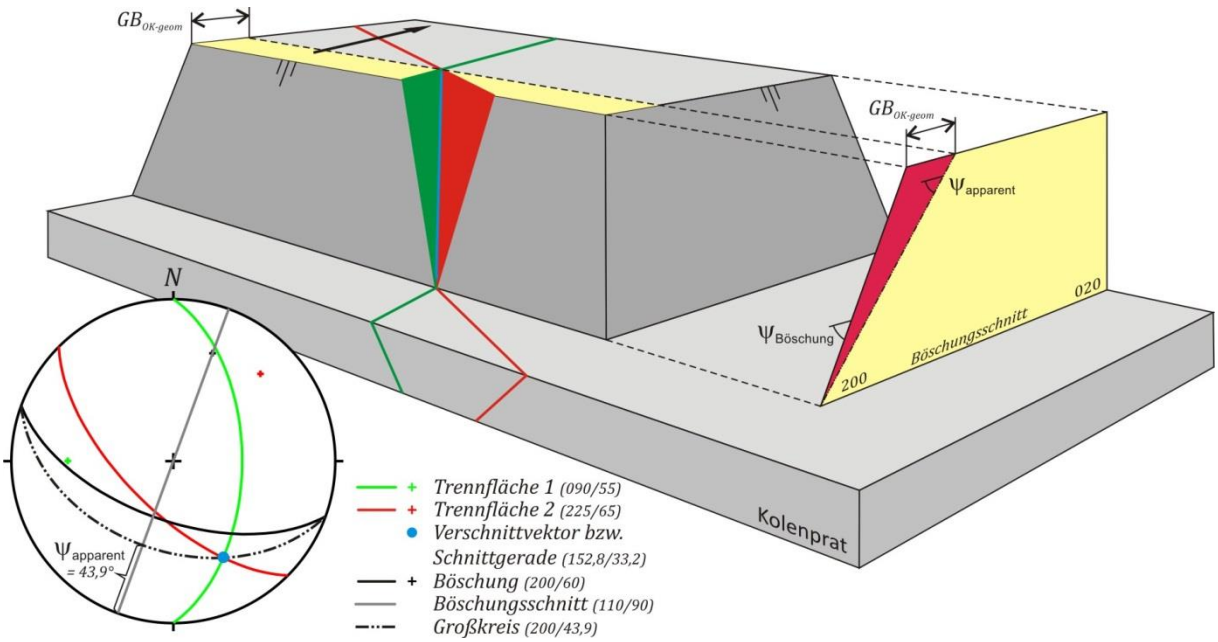


Abbildung 5.2: Ermittlung des scheinbaren Einfasswinkels ($\psi_{apparent}$) mittels Lagenkugel für den Mechanismus der Keilgleitung sowie die Bestimmung des kinematisch möglichen Gefahrenbereichs an der Böschungsoberkante ($GB_{OK\text{-}geom}$).

Für alle Schnittgeraden von Gleitkörpern, deren erforderlicher Sicherheitsfaktor unterschritten wird (z.B. $FoS < 1{,}1$) oder bei welchen der Bemessungswert der Beanspruchungen größer als der Bemessungswert der Widerstände ist ($\mu > 1$), kann nun mit Hilfe des scheinbaren Fallwinkels

($\psi_{apparent}$), der Böschungshöhe (h) und der Böschungsneigung ($\psi_{Böschung}$) der geogen bedingte Gefahrenbereich an der Böschungsoberkante ($GB_{OK\text{-}geogen}$) berechnet werden.

Bezüglich der **erforderlichen Sicherheit** wird durch die Normung Folgendes vorgegeben bzw. lassen sich folgende erforderliche Sicherheitsfaktoren und Ausnutzungsgrade ableiten (siehe auch POISEL, 2018):

Die bis 2017 gültige ÖNORM B 4433:1987 gab nach dem **globalen Sicherheitskonzept** für die Sicherheitsklasse 2 (Gefährdung von Menschenleben und/oder beachtliche wirtschaftliche Folgen nach ÖNORM B 4040) und die Lastfallklasse LFK 2 (Ausnahmelastfälle, ÖNORM B 4030-1) eine Sicherheitszahl von $\eta \geq 1{,}1$ vor. Dieser Wert wurde bisher für die Nachweisführung von Böschungen im Abbauzustand angewandt (auch international, siehe z.B. WYLLIE & MAH, 2004).
Für die Festlegung der **geogen bedingten Gefahrenbereiche an Böschungsoberkanten** ($GB_{OK\text{-}geogen}$) bedeutet dies, dass Gefahrenbereiche jene Bereiche an Böschungsoberkanten sind, an denen die Nachweisführung ergibt, dass die zugehörigen Felskörper einen $FoS = R/E = \eta < 1{,}1$ haben.

Die Nachweisführung der Standsicherheit von Endböschungen (Endzuständen) ist von der Nachnutzung abhängig. Im Tagebau wurde im Regelfall eine Sicherheitsklasse 3 und Lastfallklasse LFK 1 (Regellastfälle) und somit eine Sicherheitszahl von $\eta \geq 1{,}3$ vorgegeben.

Durch Einführung des **semiprobabilistischen Konzeptes mit Teilsicherheitsbeiwerten** mit dem Eurocode 7 (ÖNORM EN 1997-1:2009 bzw. ÖNORM B 1997-1-1:2010) wird nunmehr mit ÖNORM B 1997-1-5:2017 (welche die ÖNORM B 4433:1987 ersetzte) praktisch Gleiches verlangt. Der Nachweis der Gesamtstandsicherheit erfolgt durch: $E_d \leq R_d$ bzw. $\mu = E_d/R_d \leq 1$ mit E_d - Bemessungswert der Beanspruchungen und R_d - Bemessungswert der Widerstände.

Für den Fall der Gleitung eines Körpers auf zwei Flächen entlang der Schnittgeraden, bei dem die Normalvektoren der Flächen in unterschiedliche Hemisphären zeigen (Fall 1 - Keilgleitung mit offenem Keil) werden die Bemessungswerte für die Beanspruchungen (E_d) bzw. für die Widerstände (R_d) wie folgt ermittelt (die Gleichungen für die Fälle 2, 3 und 4 können dem Anhang 1 entnommen werden):

$$E_d = G \cdot \sin \psi_{\vec{I}}$$

$$R_d = \frac{G \cdot \cos \psi_{\vec{I}} \cdot \sin \alpha_2}{\sin(\alpha_1 + \alpha_2)} \cdot \frac{\tan \varphi_1}{\gamma_{\varphi'}} + \frac{c_1}{\gamma_{c'}} \cdot A_1 + \frac{G \cdot \cos \psi_{\vec{I}} \cdot \sin \alpha_1}{\sin(\alpha_1 + \alpha_2)} \cdot \frac{\tan \varphi_2}{\gamma_{\varphi'}} + \frac{c_2}{\gamma_{c'}} \cdot A_2$$

Für den Abbauzustand sind die Teilsicherheitsbeiwerte für die Schadensfolgeklasse CC 2 (Gefährdung von Menschenleben und/oder beachtliche wirtschaftliche Folgen) und die Bemessungssituation BS 2 (entspricht der Lastfallklasse LFK 2; Situationen, die sich auf zeitlich begrenzte Zustände des Tragwerks beziehen) anzuwenden. Diese sind: $\gamma_{\varphi'} = \gamma_{c'} = 1{,}1$ bzw. $\gamma_{\gamma'} = 1{,}0$.
Für die Festlegung von **geogen bedingten Gefahrenbereichen an Böschungsoberkanten** ($GB_{OK\text{-}geogen}$) bedeutet dies: Bereiche an Böschungsoberkanten, bei denen die Nachweisführung (Berechnung) ergibt, dass $\mu = E_d/R_d > 1$, stellen geogen bedingte Gefahrenbereiche dar.

Die Nachweisführung der Standsicherheit von Endböschungen ist von der Nachnutzung abhängig. Für die Nachweisführung der Schadensfolgeklassen CC 3 (Gefährdung vieler Menschenleben und/oder schwerwiegende wirtschaftliche Folgen) und die Bemessungssituation BS 1 (ständige Bemessungssituationen) sind die Teilsicherheitsbeiwerte $\gamma_\varphi = \gamma_c = 1{,}3$ bzw. $\gamma_\gamma = 1{,}0$ maßgeblich. Dies entspricht der Nachweisführung für die Sicherheitsklasse 3 und Lastfallklasse LFK 1 nach ÖNORM B 4433 mit einer Sicherheitszahl von $\eta \geq 1{,}3$.

Die Bestimmung der für die Berechnungen der Sicherheit erforderlichen Trennflächenparameter, **Reibungswinkel** (φ) und **Kohäsion** (c) der Trennflächen, erfolgte über Rückrechnungen von einzelnen Versagensfällen. Diese Vorgangsweise ist insbesondere in bestehenden Tagbauen leicht möglich, da diese „Felslabore“ darstellen. Einerseits geben Tagbaue aufgrund der Aufschlussverhältnisse einen guten Einblick in das lokale geologische Gefüge (und ermöglichen so auch die Aufnahme weiterer Parameter, wie Trennflächenabstände oder Persistenzen), andererseits können in Tagbauen meist eine Reihe von Versagensfällen bei unterschiedlichen Böschungsorientierungen dokumentiert werden (insbesondere wenn diese bereits seit einem längeren Zeitraum existieren).

Für die Rückrechnungen wurden zuerst Reibungswinkel für bestimmte Gefügeelemente über **Tilt-Tests** bestimmt. Hierbei wurde angestrebt in einer Serie nur gleichartige Gefügeelemente zu testen (Tests, welche nur Foliationsflächen oder Störungsflächen der gleichen Schar beinhalten). Die Analyse der Tiltwinkel erfolgte mit einem statistischen Verfahren, welches unabhängig von der wahrscheinlichkeitstheoretischen Verteilung der ermittelten Werte ist und die Bestimmung von Konfidenzintervallen für Perzentile einer bestimmten Ordnung P bei einer gegebenen Irrtumswahrscheinlichkeit (α) ermöglicht. Bezüglich Vorgangsweise bei diesem statistischen Verfahren wird auf den Anhang 3 verwiesen.

Ausgehend von den 0,05- und 0,95-Perzentilwerten für Reibungswinkel (φ_{P05} und φ_{P95}) erfolgte durch Rückrechnung von Versagensfällen die Bestimmung von **φ-c-Wertepaaren** (φ_{P05}-c- Wertepaar und φ_{P95}-c-Wertepaar) für die jeweiligen Gefügeelemente (Foliations-, Bruch- und Störungsflächen). Diese Rückrechnungen wurden einerseits mit einem deterministischen Ansatz (für die planare Gleitung bzw. für Keilgleitungen) durchgeführt, andererseits wurde der kombinatorische Ansatz zur Bestimmung der φ-c-Wertepaare (durch Zielwertsuche) angewandt.

Die für die Rückrechnungen erforderlichen geometrischen Angaben wurden mit einem photogrammetrischen System (**ShapeMetrix3D** des Unternehmens 3GSM GmbH, Graz) erhoben. Hierbei wird mit einer Digitalkamera eine Serie von referenzierten Fotos erstellt und mittels Software ein dreidimensionales Modell errechnet. Auf Grundlage dieses digitalen Modells können z.B. die Raumlagen der Trennflächen, Trennflächenabstände, diverse weitere Längen- und Flächenangaben sowie Schnitte durch Böschungen ermittelt und dokumentiert werden.

Die wichtigsten Vorteile dieses Systems sind, dass das Gefüge ganzer Tagbauböschung oder von unzugänglichen Bereichen erhoben werden kann (händisch können im Regelfall nur Trennflächen am Böschungsfuß aufgenommen werden) bzw. ist eine gefahrbringende Annäherung an den Böschungsfuß nicht erforderlich (es kann auch eine Bearbeitung von augenscheinlich nicht standsicheren Böschungen erfolgen). Weiters lassen sich mit dem verwendeten photogrammetrischen System wichtige Parameter für die Standsicherheitsberechnungen und Rückrechnungen, wie das Volumen eines Gleitkörpers oder der genaue Flächeninhalt einer

Gleitfläche, bestimmen bzw. ermöglicht dieses System eine einfache Datenverdichtung. Mit der Aufnahme erfolgt gleichzeitig die effektive Dokumentation des Geländebefundes oder eines Schadensereignisses bzw. kann damit etwa der Fortgang einer Sanierung dokumentiert werden. Ein weiterer Vorteil ist, dass mittels eines photogrammetrischen Systems erhobene Daten immer wieder (auch unter weiteren Gesichtspunkten) bearbeitet werden können. Dies erleichtert die Nachbearbeitung bzw. können somit auch Gegebenheiten, welche aufgrund des Abbaufortschrittes nicht mehr vorliegen, immer wieder analysiert werden.
In Summe erhöht die Anwendung eines solchen Systems die Aussagekraft der Analyse. Diese ist jedoch nur als Ergänzung zu einer genauen geologisch-geotechnischen Aufnahme (mit genauer Ansprache des Gefüges) sinnvoll.

Bezüglich der Berechnung der Standsicherheit und des Ausmaßes von Gefahrenbereichen selbst ist noch festzuhalten, dass diese mittels Microsoft Excel und entsprechender Makroprogrammierung erfolgte. Die Ergebnisse des angewandten Berechnungsansatzes korrespondieren mit den Ergebnissen des Programms Swedge (Version 5.0) von Rocscience Inc. in Bezug auf deterministische Analysen.

Gründe dafür, diesen Ansatz selbst zu programmieren (und nicht etwa auf den kombinatorischen Ansatz von Swedge zurückzugreifen) waren folgende:

- Nicht gewünschte oder nicht sinnvolle Kombinationen (wie etwa der Verschnitt von Foliationsflächen) können exkludiert werden.
- Jeder Fläche können Trennflächenparameter zugeordnet werden. Sinnvollerweise erfolgt dies aber für einzelne Trennflächenscharen, sodass Bruch- und Störungsflächenscharen oder Foliationsflächen unterschiedlich attribuiert werden.
- Trennflächen können in ihrer Persistenz bzw. ihrem Flächeninhalt beschränkt werden.
- Auf Grund des Flächeninhaltes können unterschiedliche Trennflächenparameter zugeordnet werden (etwa unterschiedliche φ-c-Wertepaaren für verschieden große Trennflächen).
- Das Ergebnis sind geogen bedingte Gefahrenbereiche mit entsprechenden statistischen Auswertungen.
- Der Berechnungsansatz ermöglicht vor allem eine effektive Rückrechnung.
- Eine ausreichend große Anzahl an möglichen Kombinationen kann verarbeitet werden (beim programmierten Ansatz derzeit Kombinationen $< 2 \cdot 10^6$).

5.2. Fallbeispiel zur Berechnung geogen bedingter Gefahrenbereiche

Im Folgenden wird die Methodik zur Berechnung von geogen bedingten Gefahrenbereichen an Böschungsoberkanten anhand eines Fallbeispiels dargestellt. Der behandelte Tagbau (Tagbau Elsenreith der Fa. Ernst Renz GmbH) hat ein komplexes geologisches Gefüge und ist ein gutes Beispiel, da aufgrund seiner u-förmigen Form (Abbildung 5.6) der Einfluss des Gefüges auf die Stabilität sowie auf das Ausmaß von Gefahrenbereichen an Böschungsoberkanten dargestellt werden kann.

Bezüglich des **geologischen Gefüges** und dessen Genese wird auf die detaillierten Ausführungen im Anhang 2 verwiesen. Im Folgenden wird lediglich ein kurzer Überblick über die wesentlichsten Gefügetypen, deren Orientierungen sowie deren geotechnische Eigenschaften gegeben.

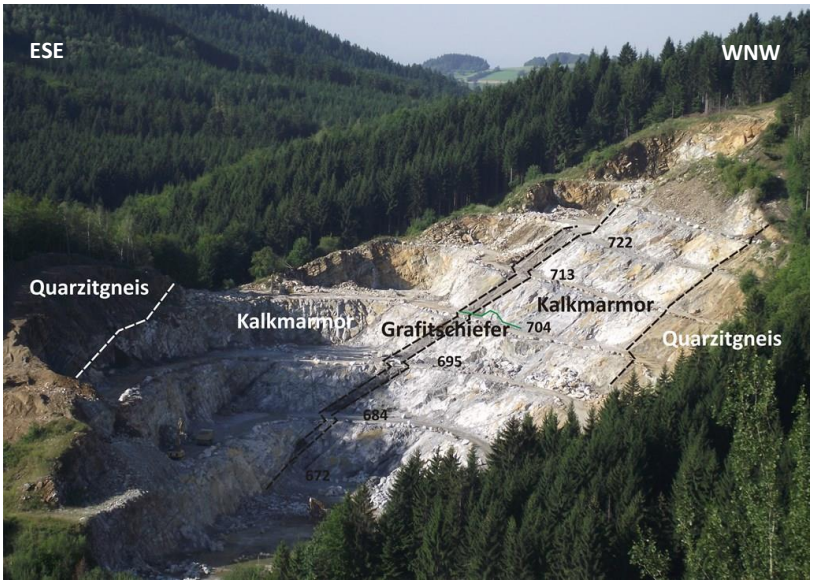


Abbildung 5.3: Tagbau Elsenreith mit Blickrichtung SSW. Der in der Abbildung dokumentierte Abbaustand aus dem Jahr 2012 verdeutlicht die Lagerungsverhältnisse im Tagbau (Einfallen des Lagenbaues bzw. der Foliation ca. 105/36, Blickrichtung parallel zum Streichen der Foliation).

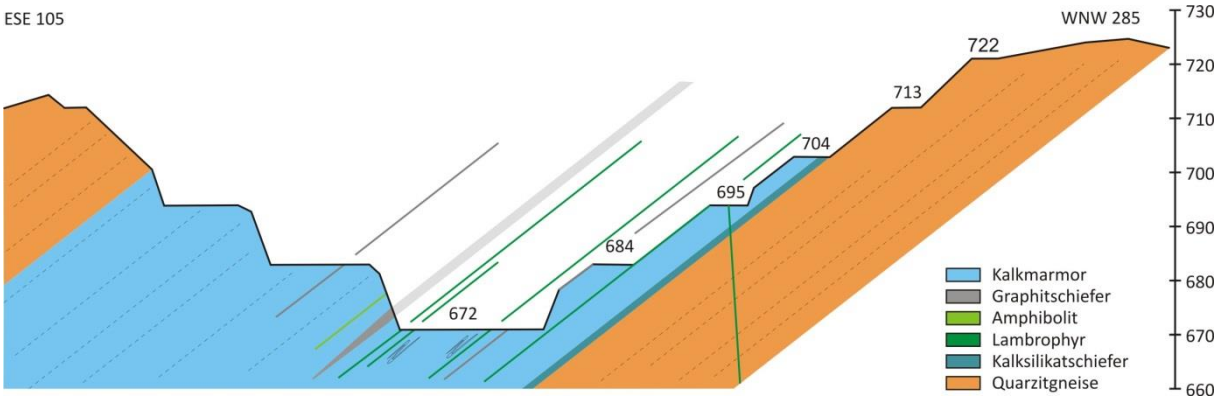


Abbildung 5.4.: Schematischer ESE-WNW-streichender Schnitt durch den Tagbau (Schnittlage siehe Abbildung 5.5)

Charakterisiert wird der Tagbau durch eine ca. 90 m mächtige Silikatmarmorenlage, welche in Quarzit- und Paragneise eingeschaltet ist (siehe Abbildungen 5.3 und 5.4) Der metamorphe Lagenbau

bzw. die (mylonitische) **Foliation** ist das Produkt einer Scherverformung unter grünschieferfaziellen Bedingungen. Eine Überprägung der Foliation durch eine nachfolgende Faltung ist nicht gegeben, sodass die Foliation ein relativ einheitliches Einfallen **mittelsteil nach ESE** (Ø 105/36) zeigt. In die Silikatmarmorenlage des Tagbaues sind Graphitschieferlagen, graphitführende Marmore, biotitreiche Amphibolitlagen sowie unterschiedliche Generationen von dunklen Ganggesteinen (Lamprophyre) eingeschaltet. Diese Lagen weisen eine hohe Persistenz von mehreren hundert Metern auf (bzw. sind über weite Teile des Tagbaues verfolgbar).

Geotechnisch betrachtet stellt die Foliation der Kalkmarmore (ein metamorpher Lagenbau aus blaugrau bis weiß gebänderten Kalkmarmorlagen im Zentimeterbereich, siehe Abbildung A2.2) aufgrund der mikrostrukturellen Verzahnung der Mineralphasen im Regelfall keine mechanisch wirksame Trennfläche dar. Die Foliation stellt nur dann Entkopplungshorizonte dar, wenn graphitreiche Lagen (siehe Abbildungen 5.12 und 5.14) oder biotitreichen Amphibolitlagen im Marmorkörper auftreten. Teilweise wurde die Foliation sprödtektonsich reaktiviert bzw. bildeten sich spröde Abschiebungsflächen subparallel zur Foliation aus. Diese stellen dann mechanisch aktivierbare Trennflächen dar. In oberflächennahen Bereichen erfolgte eine Verkarstung der Silikatmarmore entlang des Lagenbaues und führte dazu, dass auch diese Foliationsflächen mechanisch wirksam sein können.

Bei den Quarzit- und Paragneisen stellen vor allem die glimmerreichen Lagen mechanisch wirksame Trennflächen dar, so dass diese Gesteine Trennflächenabstände im Zentimeter- bis Dezimeterbereich aufweisen. Im Vergleich zu den Silikatmarmoren sind diese Gesteine intensiver und tiefergreifend verwittert bzw. führt die Verwitterung teilweise zur vollständigen Umwandlung der Felsspäte in Tonminerale und auch zum völligen Verlust der Gesteinsfestigkeit.

Beim **sprödtektonischen Gefüge** lassen sich folgende penetrativ ausgebildete Bruch- und Störungsflächensysteme differenzieren:

- **Bruchflächen mittelsteil bis steil nach W einfallend** (in Abb. 5.4 und 5.5 in Magenta)
- **Bruchflächen mittelsteil nach NW einfallend** (in Orange)
- **Störungsflächen steil nach SW einfallend** (∅ 223/63, in Rot)
- **Bruchflächen steil nach NW einfallend** (∅ 330/72, in Grün)
- **Bruchflächen steil nach NNE einfallend** (∅ 023/72, in Blau)

Das prominenteste sprödtektonische Gefügeelement ist das **steil nach SW einfallende Störungsflächensystem**. Diese Flächen haben Abstände von wenigen Dezimetern bis 1 m, eine für Störungsflächen charakteristische eben-glatte Form sowie eine hohe Persistenz (über 100 m).

Bei dem **steil nach NW einfallenden Set von Bruchflächen** und dem **steil nach NNE einfallenden Bruchflächensystem** ist auffällig, dass diese Bruchflächenkorridore bilden, in welchen jeweils (hinsichtlich des Auftretens) eines dieser Systems gegenüber dem anderen dominiert bzw. ist feststellbar, dass diese Systeme oft ineinander übergehen. Beide Systeme haben Trennflächenabstände von wenigen Dezimetern bis 1 m, eine hohe Persistenz (über mehre Zehnermeter verfolgbar) und eine typisch für Scherbrüche leicht wellige Form.

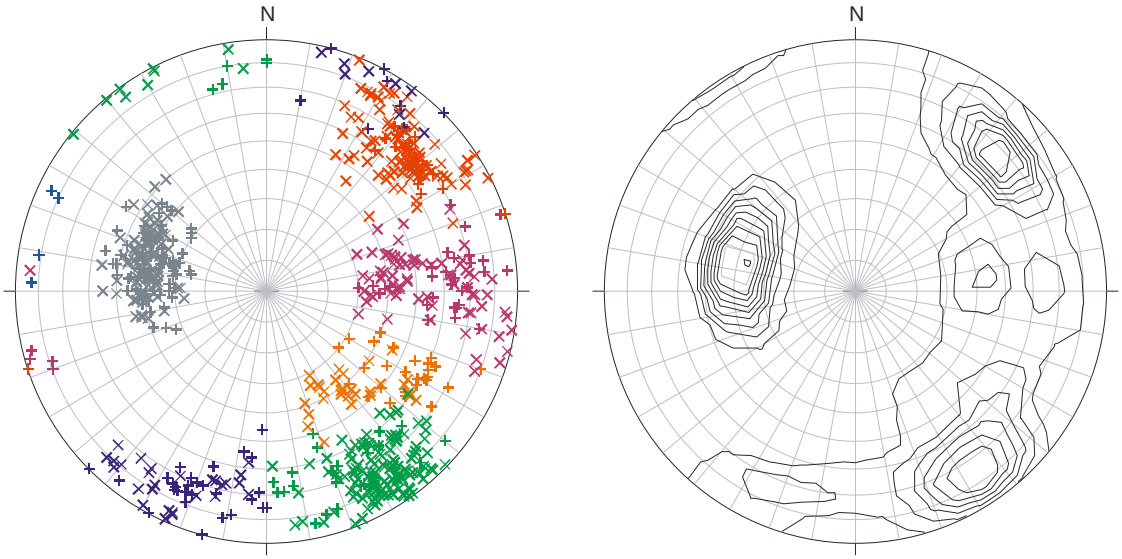


Abbildung 5.5: Lagenkugeldarstellung (flächentreue Projektion der unteren Lagenkugelhälfte) der Pole aller ermittelten Gefügeelemente (n = 727), + - Pole von mittels Gefügekompass gemessenen Flächen (n = 229), × - Pole von mit fotogrammetrischem System ermittelten Flächen (n = 498).

Bei den mittelsteil bis steil nach **W bis NW einfallenden Bruchflächen** handelt es sich um ein komplexes System. Einerseits schneiden sich diese Bruchflächensysteme, andererseits bilden diese Bruchflächenscharen in manchen Fällen gekrümmte Flächen. Diese Form würde aufgrund der Krümmung nur ein Gleiten von Kluftkörpern in NW -Richtung erlauben. Im Regelfall zeigen diese Bruchflächen eine Persistenz über mehrere Zehnermeter mit Trennflächenabständen von 1 bis 3 m.

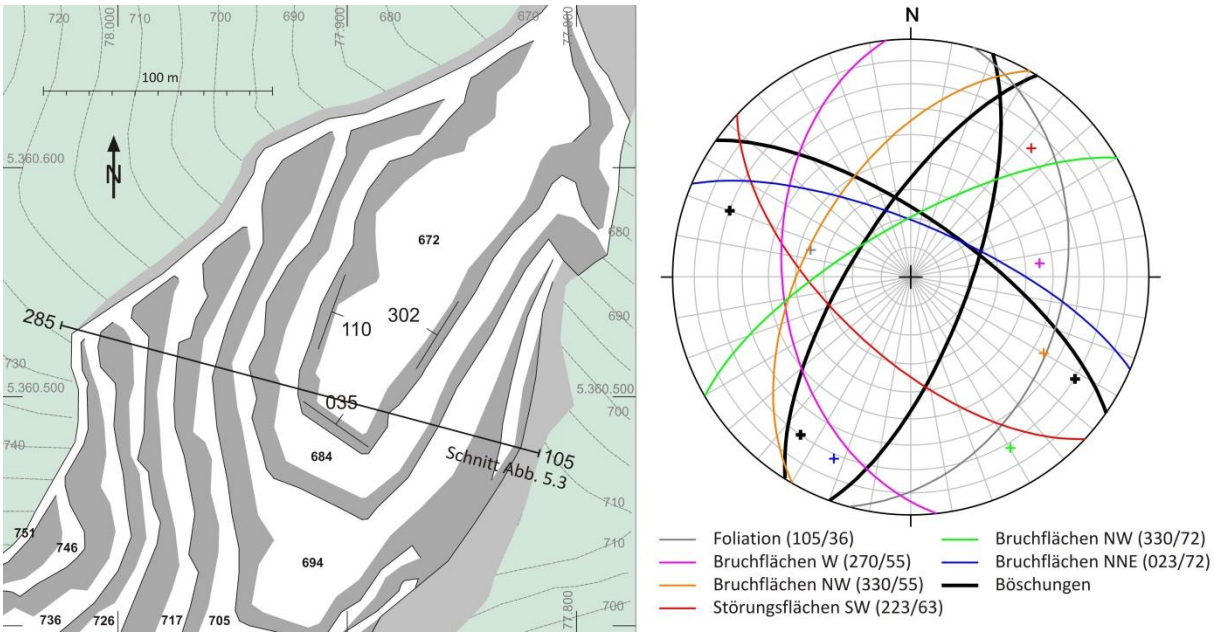


Abbildung 5.6: Ausschnitt aus dem Tagbaukartenwerk sowie das generalisiertes Gefüge inklusive der untersuchten Böschungsorientierungen mit Einfallen Richtung 035, 110 und 304 (in Schwarz)

Bezüglich der **Tagbaugeometrie** wurde bereits erwähnt, dass dieser Tagbau eine u-förmige Form hat (siehe Abbildung 5.6). Diese u-förmige Form mit unterschiedlichen Böschungsorientierungen lässt gut den Einfluss des Gefüges auf die Stabilität und das Ausmaß von Gefahrenbereichen an Oberkanten

bei den einzelnen Böschungsorientierungen darstellen. Die Böschungshöhen sind im Bereich von 10 bis 12 m.

Für die Darstellung der Methode wurden eine nach NE (110), eine nach SE (110) sowie eine nach NW (304) einfallende Böschung gewählt. Bereits aus der Lagenkugeldarstellung der Abbildung 5.6, welche neben dem durch die Mittellagen generalisierten Gefüge auch die drei Böschungsorientierungen zeigt, sind die für die jeweiligen Böschungen bestimmenden Versagensmechanismen erkennbar.

Versagensmechanismen im nach SE einfallenden Böschungssystem

Im nach SE (nach 110) einfallenden Böschungssystem dominiert der Versagensmechanismus der planaren Gleitung mit der mittelsteil nach SE einfallenden Foliation als Gleitfläche (das Einfallen der Foliation ist hier subparallel zum Einfallen der Tagbauböschungen). Die Gleitkörper werden hierbei von nach SW, W, NNW und NE einfallenden Störungs- und Bruchflächensystemen begrenzt.

In den Quarzit-und Paragneisen in denen die nach SE einfallenden Foliation immer aktivierbar ist, ergeben sich ab Böschungshöhen von etwa 5 m Versagensfälle. Ähnliches zeigt sich bei den graphitreichen Lagen oder biotitreichen Amphibolitlagen, welche in den Marmorkörper des Tagbaues eingeschaltet sind. Beispiele für Versagensfälle, bei welchen diese Entkopplungslagen Tagbauböschungen unterschnitten, sind den Abbildungen 5.12 und 5.14 zu entnehmen.

Im Gegensatz dazu zeigen Böschungen in den Kalkmarmoren (bei denen die Foliation keine mechanisch wirksame Trennfläche darstellt, sofern keine glimmerreichen oder graphitreichen Lagen darin auftreten) bei Böschungshöhen bis zu 12 m Neigungen zwischen 70° und 75° (siehe Schnitte der Abbildung 5.7). Bei diesen sind im Regelfall die Halbschalen der Bohrlöcher auch bei Standzeiten von über 10 Jahren gut erkennbar (Bohrlochneigung = 75°) und sind somit als stabil zu werten. Die in den Schnitten der Abbildung 5.7 dargestellten Versagensfälle (Gleiten auf der Foliation im oberen Bereich der Tagbauböschungen) stehen jedoch im Zusammenhang mit Gewinnungssprengungen (auch jener Fall im ganz rechten Schnitt) bzw. wurden die dadurch gebildeten losen Körper im Zuge des nachfolgenden Säuberns der Böschungen beseitigt.

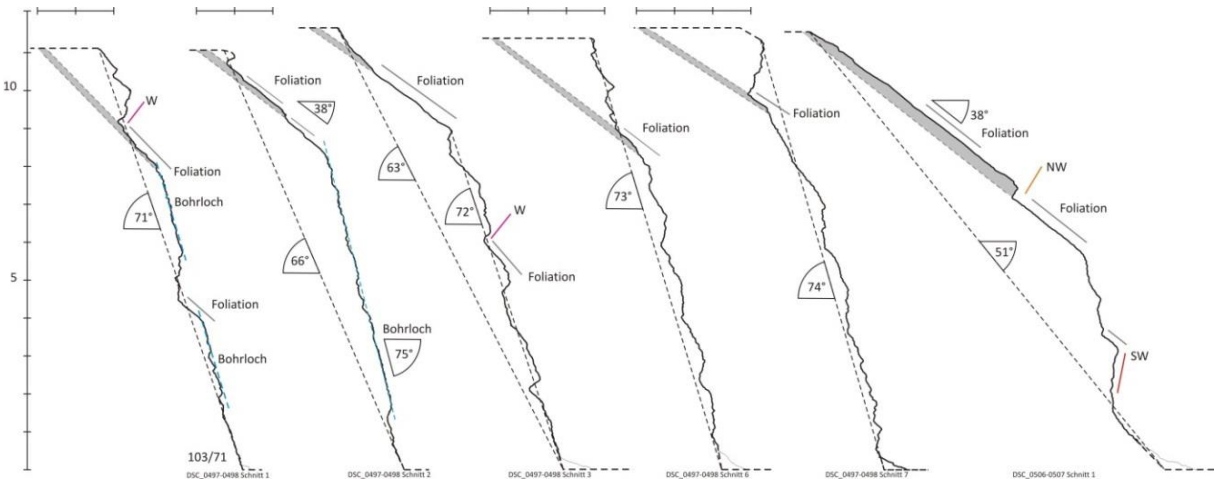


Abbildung 5.7: Schnitte durch Tagbauböschungen des nach SE einfallenden Böschungssystems.

Versagensmechanismen im nach NE einfallenden Böschungssystem

Im nach NE (nach 035) einfallenden Böschungssystem dominiert der Versagensmechanismus der planaren Gleitung an den steil nach NNE einfallenden Bruchflächen (∅ 023/72, blaue Pole und Großkreise in den Abbildungen 5.5 und 5.6). Die Gleitkörper werden hierbei von nach W, NW, NNW einfallenden Bruchflächensystemen begrenzt. Aufgrund des steilen Einfallens des nach NE einfallenden Bruchflächensystems zeigen die Böschungen Neigungen von 70° bis 75° (= Bohrlochneigung). Die in den Schnitten der Abbildung 5.8 erkennbaren Abflachungen in den obersten Anteilen der Tagbauböschung stehen wiederum im Zusammenhang mit Gewinnungssprengungen bzw. dem nachfolgenden Säubern der Böschungen von losen Gesteinsmassen. Hierbei handelte es sich in erster Linie um Kluftkörper, welche basal von graphitführenden Lagen begrenzt werden.

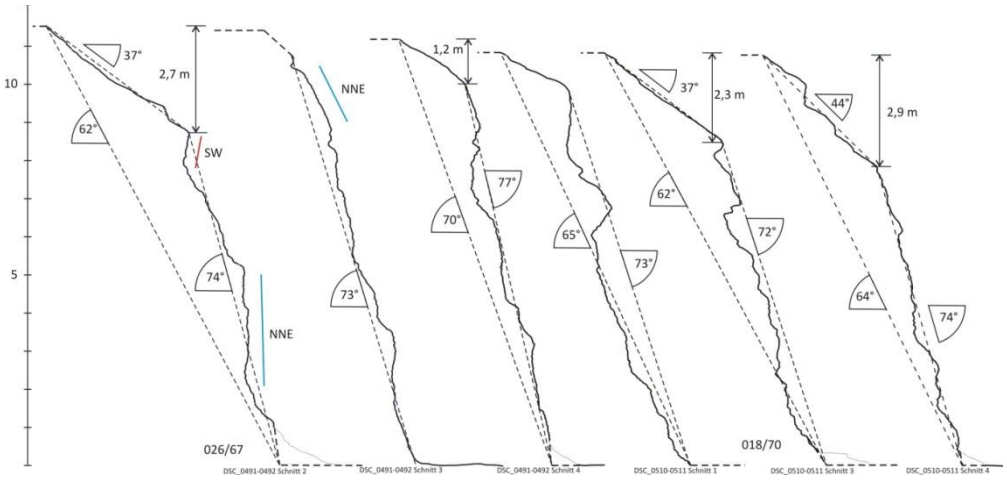


Abbildung 5.8: Schnitte durch Tagbauböschungen des nach NE einfallenden Böschungssystems.

Versagensmechanismen im nach NW einfallenden Böschungssystem

Im nach NW (nach 302) einfallenden Böschungssystem treten, wie auch aus der Lagenkugeldarstellung des generalisierten Gefüges der Abbildung 5.6 erkennbar ist, eine Vielzahl an möglichen Gleitkeilen auf. Dominierend ist jedoch eine Keilgleitungen an den steil nach SW einfallenden Störungsflächen (∅ 223/63, rote Pole und Großkreise in den Lagenkugeldarstellungen der Abbildungen 5.5 und 5.6) und den steil nach NNW einfallenden Bruchflächen (∅ 330/72, grüne Pole und Großkreise). Daneben treten Keilgleitungen als Kombinationen mit der steil nach W einfallenden Bruchflächenschar (Pole und Großkreise in Magenta) auf. Andere Keile sind aufgrund der zu flachen Schnittgeraden oder der mechanischen Trennflächeneigenschaften der beteiligten Trennflächen nicht oder nur in Ausnahmefällen möglich.
Ein Versagen durch Kippen (Toppling) ist aufgrund der zu geringen Neigung (Einfallen der Foliation mit durchschnittlich 105/36) bzw. der nicht geeigneten Kluftkörperform nicht möglich.

Auch bei dieser Orientierung zeigen die Böschungen Neigungen unterhalb des Besatzbereiches über 70° bzw. sind im Regelfall die Halbschalen der Bohrlöcher selbst bei Standzeiten von über 10 Jahren gut erkennbar ($\beta_{Bohrloch} = 75°$). Die in den Schnitten der Abbildung 5.9 erkennbaren Abflachungen in den hangensten Anteilen der Tagbauböschung stehen wiederum im Zusammenhang mit Gewinnungssprengungen bzw. dem nachfolgenden Säubern der Böschungen von losen Gesteinsmassen.

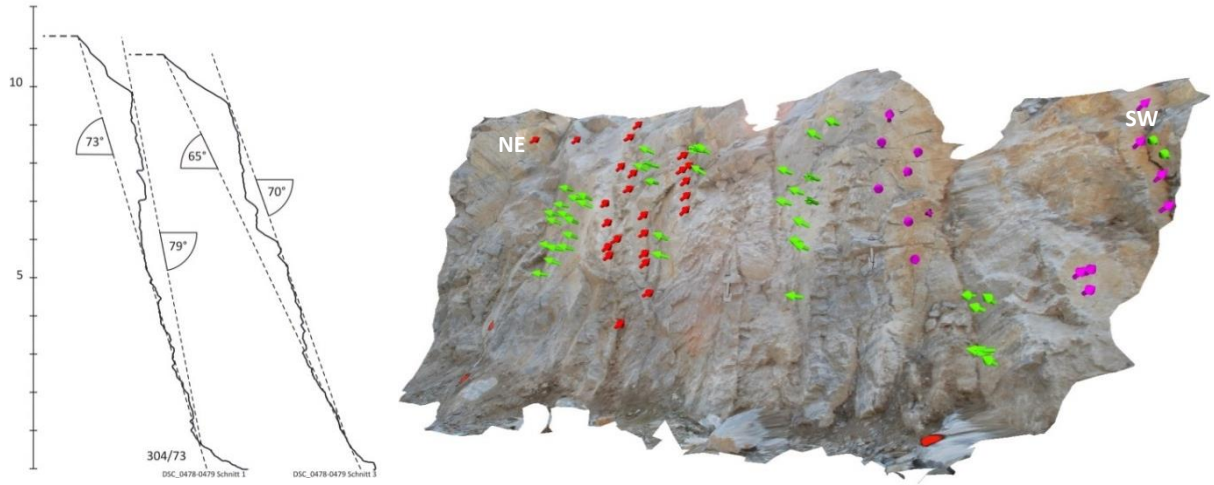


Abbildung 5.9: Schnitte durch Tagbauböschungen des nach NW einfallenden Böschungssystems bzw. Aufnahme eines mittels fotogrammetrischen Systems (ShapeMetrix3D) erstellten Modells der Böschung. Darin mit Pfeilen eingetragen die Normalvektoren der Flächen (Bruchflächen steil nach NNW einfallend in Grün, Störungsflächen steil nach SW einfallend in Rot und Bruchflächen nach W einfallend in Magenta).

Ergebnisse der Tilt-Tests

Wie bereits erwähnt, wurden die in die Berechnungen bzw. Rückrechnungen eingehenden Werte für den Reibungswinkel (φ) mittels Tilt-Tests ermittelt. Hierbei wurden Handstücke mit ca. 20 cm Seitenlängen und wenigen Zentimetern Höhe verwendet.
Angestrebt wurde, nur gleichartige Gefügeelemente zu testen. Dies gelang bei den Störungs- und Bruchflächen nicht. Aufgrund des ähnlichen Habitus konnte keine eindeutige Zuordnung zu den unterschiedlichen Scharen erfolgen, sodass Störungs- und Bruchflächen gemeinsam getestet wurden. Bei den Foliationsflächen wurden ausschließlich jene aus graphitführenden Gesteinen (Graphitschiefer, Graphitmarmore) untersucht, da vor allem diese die mechanisch wirksamen Trennflächen darstellen.

Bei der Analyse der gemessenen Tiltwinkel wurden Konfidenzintervalle für Perzentile mit dem verteilungsunabhängigen Verfahren ermittelt (Methodik siehe Anhang 3), wobei als Irrtumswahrscheinlichkeit für die Konfidenzintervalle ein $\alpha = 0{,}1$ gewählt wurde. Darauf aufbauend wurden die arithmetischen Mittelwerte aus den Ober- und Untergrenzen der Konfidenzintervalle für das 0,05- und 0,95-Perzentil gebildet. Diese Winkel wurden für die Rückrechnungen zur Bestimmung der Kohäsionswerte verwendet.

Bei den Störungs- und Bruchflächen ergaben sich Winkel von 31° und 47° für das 0,05- und 0,95 Perzentil (siehe Abbildung 5.10). Der Wert für den Median betrug 36° bzw. der Mittelwert lag bei 37,2°.

Bei den Foliationsflächen der Graphitschiefer und Graphitmarmore konnte aufgrund des zu geringen Stichprobenumfanges keine Bestimmung der Konfidenzintervalls für das 0,05- und 0,95-Perzentil erfolgen. Daher wurden Werte für diese Perzentile geschätzt und Winkel von 25° und 33° für das 0,05- und 0,95-Perzentil angenommen (siehe Abbildung 5.11). Median und Mittelwert waren ident und betrugen 29°.

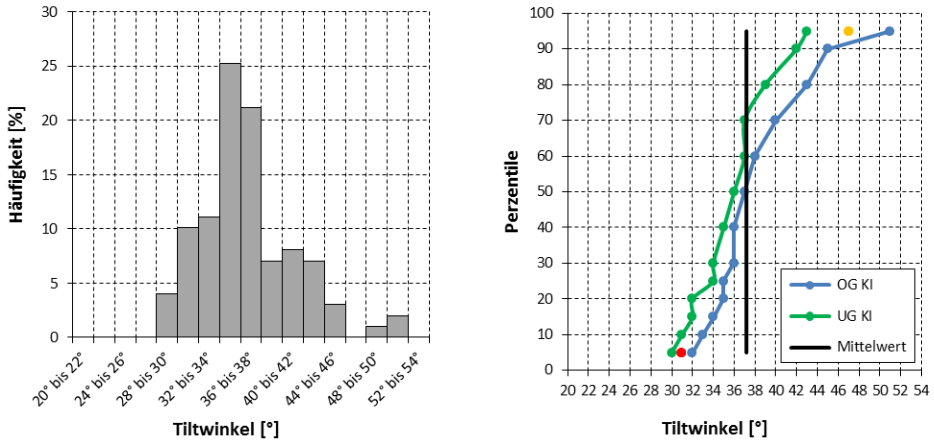


Abbildung 5.10: Verteilung der mittels Tilt-Tests an Störungs- und Bruchflächen ermittelten Winkel (n = 99) bzw. die Verteilung der Ober- und Untergrenzen von Konfidenzintervalle (OG und UG KI) von Perzentile, welche durch verteilungsunabhängigen Verfahren (Irrtumswahrscheinlichkeit von α = 0,1) ermittelt wurden.

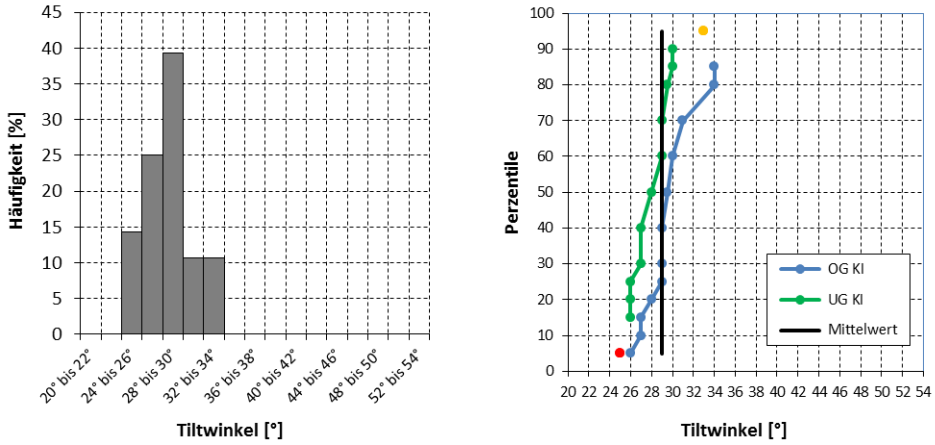


Abbildung 5.11: Verteilung der mittels Tilt-Tests an Foliationsflächen in graphitreichen Marmoren und Graphitschiefern ermittelten Winkel (n = 28) bzw. die Verteilung der Ober- und Untergrenzen von Konfidenzintervalle (OG und UG KI) von Perzentile, welche durch verteilungsunabhängigen Verfahren (Irrtumswahrscheinlichkeit von α = 0,1) ermittelt wurden.

Rückrechnung von Fällen mit planarer Gleitung mittels deterministischen Ansatzes

Das Hauptproblem bei Rückrechnungen in Tagbauen ist die zweifelsfreie Zuordnung der im Tagbau festgestellten Versagensfälle zu „natürlichen Ereignissen“ oder zu Versagensfällen, welche im Zuge von Gewinnungssprengungen ausgelöst wurden.

Bei dem nach SE einfallenden Böschungssystem konnten eine Reihe von Versagensfällen (planare Gleitung an nach SE einfallenden Entkopplungshorizonten und mechanisch wirksamen Foliationsflächen) mittels des fotogrammetrischen Systems dokumentiert werden. Abbildungen 5.12 und 5.14 geben zwei ausgewählte Szenarien wieder.

Die Ermittlung der Kohäsionswerte der Trennflächen (c) erfolgte in diesen Fällen mit nachstehendem Ansatz für die planare Gleitung (Gleitung an Foliationsflächen in Richtung des Fallvektors). In diesen gehen der Neigungswinkel der Gleitfläche (ψ), der Flächeninhalt der Kontaktfläche des Blocks (A), die Gewichtskraft (G) sowie die mittels Tilt-Test bestimmten Perzentilwerte für die Reibungswinkel

($\varphi_{P05} = 25°$, $\varphi_{P50} = 29°$ und $\varphi_{P95} = 33°$) ein. Als Dichte des Silikatmarmors wurde $\rho = 2700\, kg/m^3$ angesetzt.

$$c = \frac{G}{A} \cdot (\sin\psi - \cos\psi \cdot \tan\varphi)$$

Das in der Abbildung 5.12 dargestellte Versagensereignis führte zum Verlust von zwei Etagen. Als Entkopplungshorizont fungierte eine mehrere Meter mächtige ca. 39° bis 43° nach ESE einfallende graphitreiche Lage, welche den Böschungsfuß unterschnitt. Bei der Rückrechnung war davon auszugehen, dass die beiden verloren gegangenen Einzelböschungen Neigungen zwischen 60° bis 70° hatten (vgl. Schnitt der Abbildung 5.12). Durch Verwendung der 0,05- bis 0,95-Perzentilwerte für die Reibungswinkel ergeben sich die in der Grafik der Abbildung 5.13 ersichtlichen Kohäsionswerte.

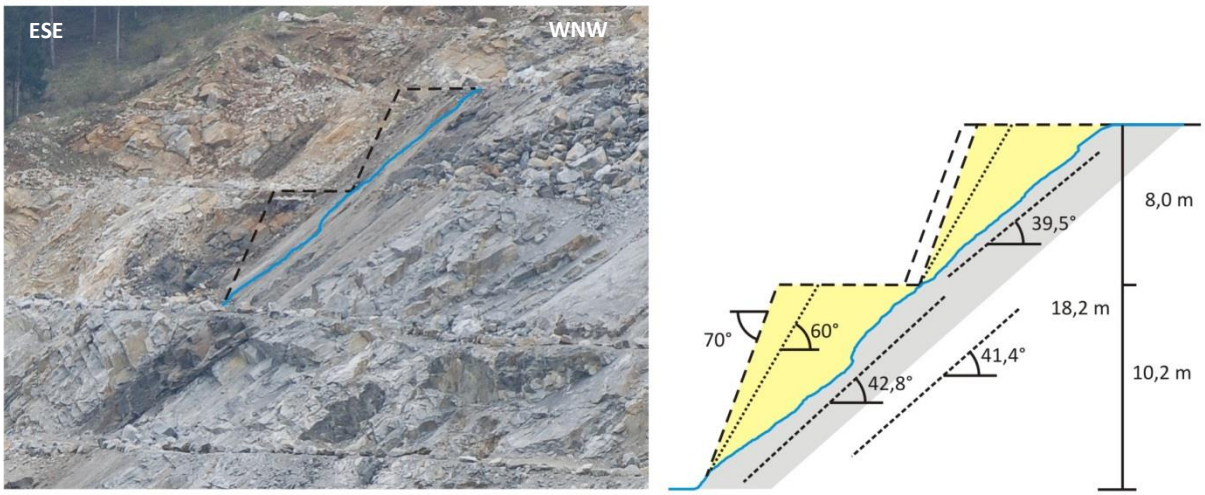


Abbildung 5.12: Versagensereignis, welches zum Verlust von zwei Etagen führte. Zu erkennen ist die dunkle graphitreiche Lage, welche den Entkopplungshorizont darstelle und die Böschung unterschnitt. Rechte Grafik: Mittels fotogrammetrischen Systems erstellter Schnitt, ergänzt um die angenommene ursprüngliche Böschungsform.

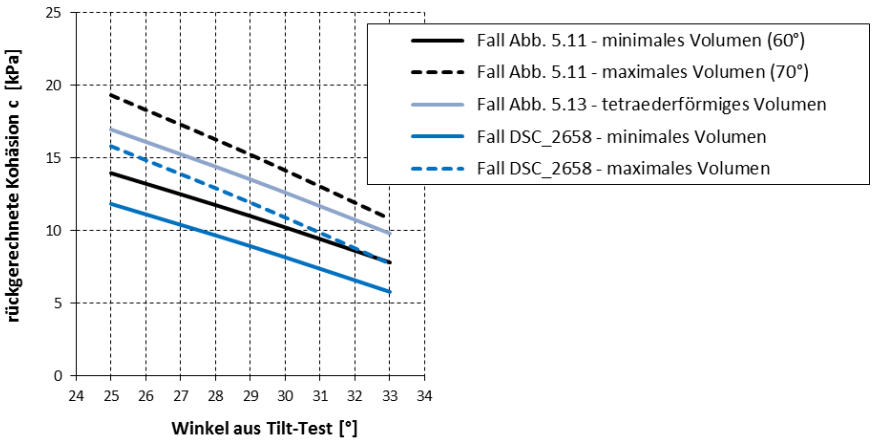


Abbildung 5.13: Ergebnisse der Rückrechnungen; Graphen der ermittelten φ-c-Wertepaare von exemplarischen Fällen von planarer Gleitung bei graphitreichen Lagen im nach SE einfallenden Böschungssystem.

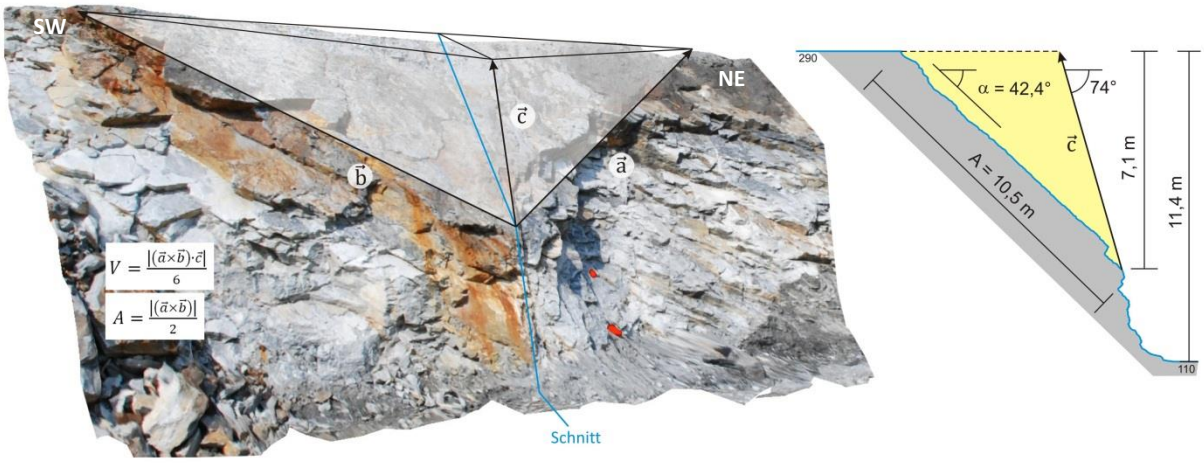


Abbildung 5.14: Fotogrammetrische Aufnahme eines rückgerechneten Versagensereignisses (planare Gleitung einer tetraederförmigen Gesteinsmasse an einer ca. 42° geneigten Graphitschieferlage) im nach SE einfallenden Böschungssystem.

Das in der Abbildung 5.14 dargestellte Versagensereignis zeigt die Gleitung einer tetraederförmigen Gesteinsmasse an einer ca. 42° geneigten Graphitschieferlage. Für die Rückrechnung wurde das Volumen des Gleitkörpers mittels Spatprodukt bzw. die Aufstandsfläche mittels Vektorprodukt ermittelt. Fallrichtungen, Fallwinkel sowie die Beträge der Vektoren, die den Gleitkörper beschreiben, wurden hierbei mittels fotogrammetrischen Systems bestimmt. Die aufgrund der 0,05- bis 0,95-Perzentilwerte für die Reibungswinkel rückgerechneten Kohäsionswerte sind wiederum der Grafik der Abbildung 5.13 zu entnehmen.

Abbildung 5.13, welche einige exemplarische Fälle beinhaltet, verdeutlicht die Streuung bei den Ergebnissen (Graphen der ermittelten φ-c-Wertepaare). Für die Nachweisführung der Standsicherheit bzw. die Berechnung der geogen bedingten Gefahrenbereiche an Böschungsoberkanten ($GB_{OK\text{-}geogen}$) wurde das ungünstigste Ergebnis gewählt, bei dem ausgeschlossen werden konnte, dass dieses nicht im Zuge von Gewinnungssprengungen ausgelöst wurde (Abbildung 5.13, Fall: DSC_2658 – min. Volumen). Als φ-c-Wertepaare für mechanisch wirksame Foliationsflächen (graphitführende Lagen) wurden somit die in Tabelle 5.1 angeführten Werte verwendet.

φ_{P05}-c-Wertepaar	$\varphi_{P05} = 25°$	$c = 11{,}8\ kPa$
Median	$\varphi_{P50} = 29°$	$c = 8{,}9\ kPa$
φ_{P95}-c-Wertepaar	$\varphi_{P95} = 33°$	$c = 5{,}8\ kPa$

Tabelle 5.1: φ-c-Wertepaare für mechanisch wirksame Foliationsflächen

Rückrechnung von Keilgleitungen mittels deterministischen Ansatzes

Bei der Bestimmung der Trennflächenparameter für die spröden Gefügeelmente (Bruch- und Störungsflächen) wurde versucht, eine Rückrechnung anhand von Fällen mit Keilversagen mit Hilfe des Formelapparates für die zu unterscheidenden Fälle durchzuführen (siehe Kapitel 5.1), wobei $FoS = 1$ zu erfüllen war. Für die Rückrechnung wurden wiederum die durch Tilt-Tests bestimmten Reibungswinkel für das 0,05-, 0,50- und 0,95-Perzentil verwendet ($\varphi_{P05} = 31°$, $\varphi_{P50} = 36°$ und $\varphi_{P95} = 47°$). Fallrichtungen, Fallwinkel sowie Beträge der Vektoren, welche die Gleitkörper

beschreiben und für die Berechnung der Volumina der Tetraeder bzw. die Berechnung der Flächeninhalte der Gleitflächen verwendet wurden, wurden mittels fotogrammetrischen Systems bestimmt.

Die Problematik hierbei war, dass keine zweifelsfreie Differenzierung in „natürliche“ oder durch im Zuge von Gewinnungssprengungen ausgelösten Versagensfällen möglich war. Abbildung 5.15 gibt zwei Beispiele von Keilversagensfällen aus einer nach NW einfallenden Tagbauböschung wieder, wie diese in anderen Tagbauböschungen festgestellt werden konnten. Die Rückrechnung dieser Fälle ergab meist unrealistische Werte (mit einem $\varphi_{P05} = 31°$ ergaben sich Kohäsionswerte von lediglich wenigen kPa), sodass davon ausgegangen werden musste, dass Versagen im Zuge von Gewinnungssprengungen eintrat.

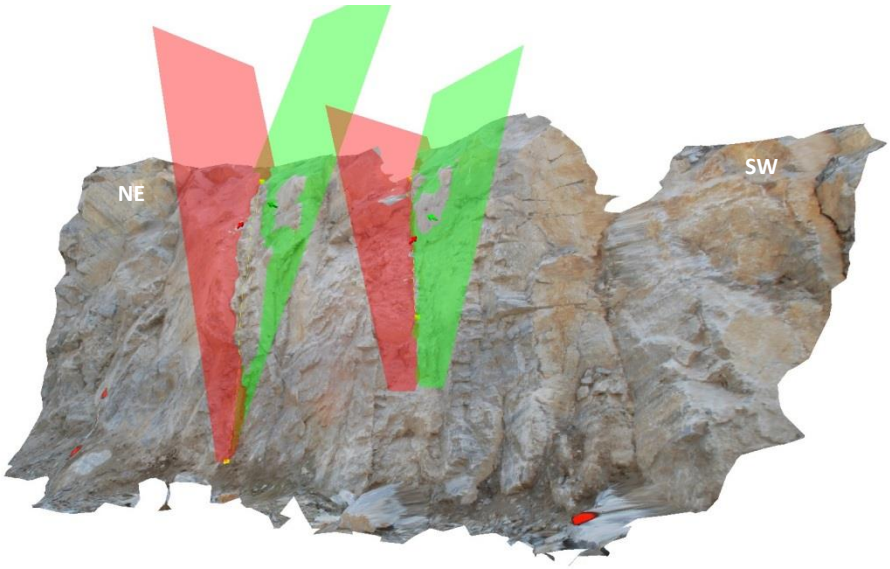


Abbildung 5.15: Fotogrammetrische Aufnahme einer nach NW einfallenden Tagbauböschung (Böschung entspricht jener der Abbildungen 5.6 und 5.16). Darin eingetragen sind Keile, welche durch steil nach SW einfallende Störungsflächen (in Rot) und steil nach NNE einfallende Bruchflächen (in Grün) gebildet wurden (231/64 x 321/73 sowie 240/62 x 335/78).

Rückrechnung mittels kombinatorischen Ansatzes

Alternativ zu Rückrechnungen mit einem deterministischen Ansatz kann eine Rückrechnung mittels kombinatorischen Ansatzes erfolgen, indem Tagbauböschungen analysiert werden, welche längere Standzeiten ohne nennenswerte Versagensfälle hatten. Diese Analyse wurde erleichtert, da bereits im Jahr 2012 eine umfangreichere Dokumentation der Tagbauböschungen (welche zu diesem Zeitpunkt bereits über 5 Jahre existierten) mittels fotogrammetrischen Systems erfolgte und so ein Vergleich im Jahr 2016 angestellt werden konnte.

Unter der Annahme, dass eine Reihe von Böschungen standsicher ist und jedenfalls eine Sicherheit von $FoS = 1$ aufweisen (siehe Abbildung 5.16), erfolgte die Rückrechnung, indem mit Hilfe des in Anhang 1 dargestellten Berechnungsansatzes für alle sich aus der Kombination des Gefügedatensatzes theoretisch ergebenden und für die zu untersuchende Böschung kinematisch möglichen Versagensfälle der FoS ermittelt wurde. Bei diesen Berechnungen gingen wiederum die mittels Tilt-Tests bestimmten Reibungswinkel für das 0,05-, 0,50- und 0,95-Perzentil ein ($\varphi_{P05} = 31°$,

$\varphi_{P50} = 36°$ und $\varphi_{P95} = 47°$). Die Bestimmung der φ-c-Wertepaare erfolgte, indem die Kohäsionswerte bei diesen Berechnungen so lang verändert wurden bis 99 % der kinematisch möglichen Versagensfälle ein $FoS \geq 1$ auswiesen.

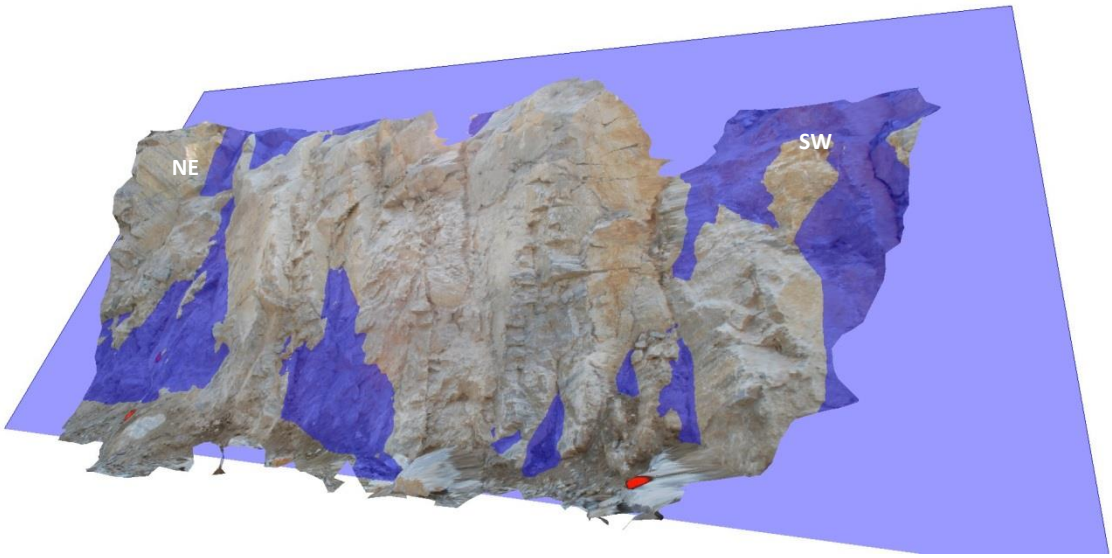


Abbildung 5.16: Fotogrammetrische Aufnahme einer nach NW einfallenden Tagbauböschung. Die blaue Fläche gibt jene Orientierung an (in diesem Fall 304/65), bei welcher ausgegangen wird, dass jedenfalls eine Sicherheit von $FoS = 1$ vorliegt.

Abbildung 5.17 bzw. Tabelle 5.2 geben die für die sprödtektonischen Elemente (Bruch- und Störungsflächen) ermittelten φ-c-Wertepaare an. Für die Nachweisführung der Standsicherheit bzw. die Berechnung der geogen bedingten Gefahrenbereiche an Böschungsoberkanten ($GB_{OK\text{-}geogen}$) wurde wiederum das (ungünstigste) Ergebnis mit dem geringsten Standsicherheitsfaktor gewählt.

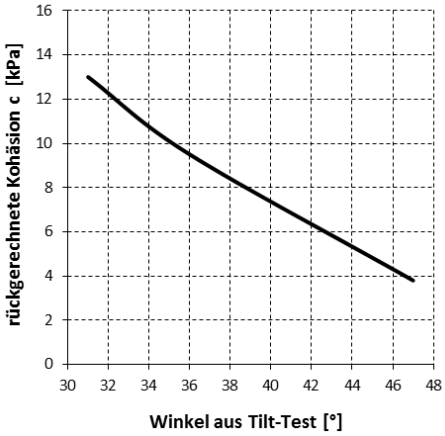


Abbildung 5.17: Ergebnisse der Rückrechnungen (Graphen der ermittelten φ-c-Wertepaare) für Bruch- und Störungsflächen

φ_{P05}-c-Wertepaar	$\varphi_{P05} = 31°$	$c = 13{,}0\ kPa$
Median	$\varphi_{P50} = 36°$	$c = 9{,}0\ kPa$
φ_{P95}-c-Wertepaar	$\varphi_{P95} = 47°$	$c = 3{,}8\ kPa$

Tabelle 5.2: φ-c-Wertepaare für Bruch- und Störungsflächen

Berechnung der geogen bedingten Gefahrenbereiche an Böschungsoberkanten ($GB_{OK\text{-}geogen}$) mittels kombinatorischen Ansatzes

Wie bereits im Kapitel 5.1. erwähnt, werden beim kombinatorischen Ansatz alle theoretisch möglichen Gleitkörper, welche sich aus den Flächen eines Gefügedatensatzes (Foliations-, Bruch- und Störungsflächen) ergeben, ermittelt. Der für den Tagbau mittels Gefügekompasses und fotogrammetrischen Systems aufgenommene Datensatz umfasste 727 Gefügeelemente. Exkludiert man Verschnitte von Foliationsflächen mit anderen Foliationsflächen (dies wären bei 179 Foliationsflächen 15.931 Verschnitte) und Verschnitte von parallelen Flächen, so ergab dies 247.970 zu analysierende Verschnittvektoren bzw. Gleitkörper.

Für jeden dieser theoretisch möglichen Gleitkörper wurde unter Verwendung der ermittelten φ-c-Wertepaare der Sicherheitsfaktor bzw. der Ausnutzungsgrad für bestimmte Böschungsorientierungen, -höhen und -neigungen nach dem im Anhang 1 dargestellten Ansatz errechnet.

Bei Gleitkörpern, bei denen der $FoS = R/E < 1{,}1$ war (oder bei Gleitkörpern, welche einen Ausnutzungsgrad von $\mu = E_d/R_d > 1$ bei Anwendung der Teilsicherheitsbeiwerte $\gamma_{\varphi'} = \gamma_{'c} = 1{,}1$ bzw. $\gamma_{\gamma'} = 1{,}0$ hatten), wurden der $GB_{OK\text{-}geogen}$ berechnet. Diese Berechnungen wurden für die im Tagbau auftretenden Böschungsorientierungen (exemplarisch werden hier jene mit Einfallsrichtung nach 035 und 304 dargestellt) und hierbei für unterschiedliche Böschungshöhen sowie Böschungsneigungen durchgeführt.

Die linke Grafik der Abbildung 5.18 gibt das berechnete Ausmaß des $GB_{OK\text{-}geogen}$ für **nach NW (304) einfallende Tagbauböschungen** in Abhängigkeit von Böschungshöhen h = 10, 12 und 14 m und Böschungsneigungen $\psi_{Böschung} = 50°$ bis $75°$ wieder. Zu erkennen ist, dass bei zunehmenden Böschungshöhen und -neigungen das Ausmaß der Gefahrenbereiche überproportional ansteigt. Darüber hinaus nimmt bei steigenden Böschungshöhen und -neigungen die Anzahl von Versagensfällen mit $FoS < 1{,}1$ (bzw. $FoS < 1{,}0$) stark überproportional zu.

Lag der Anteil an Gleitkörpern mit einem $FoS < 1{,}1$ unter 1 % an den gesamten bei einer Böschung kinematisch möglichen Gleitköpern, so wurde angenommen, dass eine Böschung als ausreichend standsicher zu betrachten ist. Im Fall der nach 304 einfallenden Böschungen (Abbildung 5.18) haben somit Böschungen mit einer Höhe von 10 m und einer Neigung von 56° (oder auch Böschungen mit einer Höhe von 14 m und einer Neigung von 54°) keinen $GB_{OK\text{-}geogen}$. Der gesamte Bereich an der Böschungsoberkante hätte in diesen Fällen eine Sicherheit von $FoS \geq 1{,}1$.

Die Lagenkugeldarstellung der Abbildung 5.18 zeigt die Lage der Schnittgeraden (Verschnittvektoren) jener Gleitkörper, bei welchen ein Translationsgleiten bei einer Böschung mit dem Einfallen von 304/70 kinematisch möglich ist. In Rot werden Verschnittvektoren mit einem $FoS < 1{,}1$ dargestellt bzw. in Grün die Schnittgeraden mit einem $FoS \geq 1{,}1$. Daraus ersichtlich ist auch die Streuung der Schnittgeraden mit einem $FoS < 1{,}1$. Für die Bestimmung von geogen bedingten Gefahrenbereichen an den Böschungsoberkanten wurde der Median der berechneten Gefahrenbereichswerte gewählt.

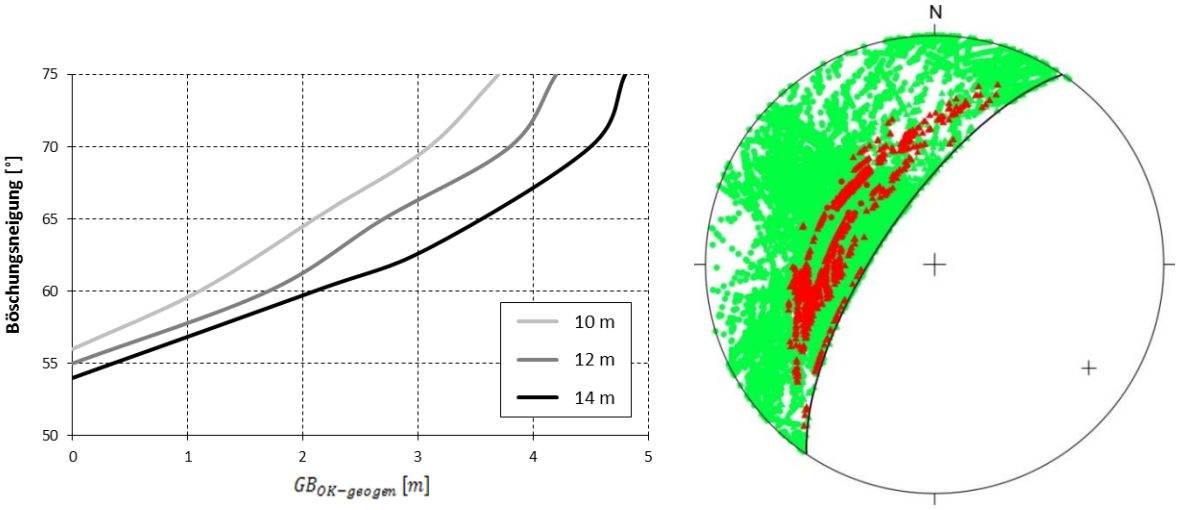


Abbildung 5.18: Ergebnis der Gefahrenbereichsberechnung ($GB_{OK\text{-}geogen}$) für nach NW (304) einfallende Tagbauböschungen mit Böschungshöhen von h = 10, 12 und 14 m sowie Böschungsneigungen von $\psi_{Böschung} = 50° \; bis \; 75°$, welche mit φ_{P05}-c-Wertepaaren ($\varphi_{P05} = 31°$ und $c = 13{,}0 \; kPa$ für Bruch- und Störungsflächen bzw. $\varphi_{P05} = 25°$ und $c = 11{,}8 \; kPa$ für mech. wirksame Foliationsflächen) ermittelt wurden, sowie die Lagenkugeldarstellung der Schnittgeraden (Verschnittvektoren) jener Gleitkörper, bei welchen ein Translationsgleiten bei einer Böschung 304/70 kinematisch möglich ist (in Rot – Schnittgeraden mit $FoS < 1{,}1$; in Grün - Schnittgeraden mit $FoS \geq 1{,}1$).

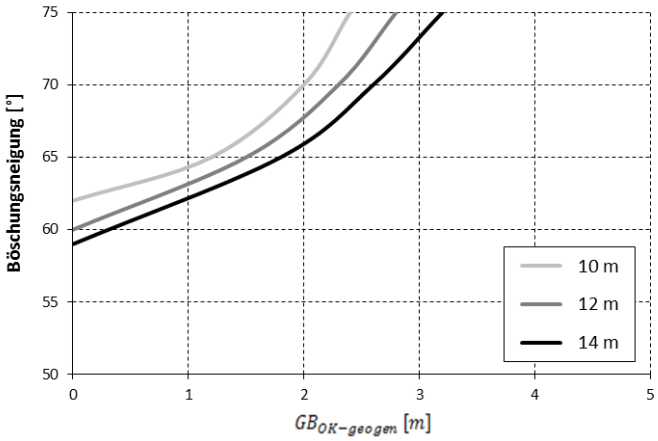


Abbildung 5.19: Ergebnis der Gefahrenbereichsberechnung für nach NW (304) einfallende Tagbauböschungen, welche mit φ_{P95}-c-Wertepaaren ($\varphi_{P95} = 47°$ und $c = 3{,}8 \; kPa$ für Bruch- und Störungsflächen sowie $\varphi_{P95} = 33°$ und $c = 5{,}8 \; kPa$ für mechanisch wirksame Foliationsflächen) errechnet wurden.

Ein wesentlicher Punkt bei den Berechnungen ist die **Wahl der charakteristischen φ-c-Wertepaare**. Beim kombinatorischen Ansatz erfolgt dies, indem die Ergebnisse der Berechnungen mit den φ_{P05}-c-Wertepaaren mit jenen, welche mit den φ_{P95}-c-Wertepaare erzielt werden, verglichen werden und das „ungünstigste“ Ergebnis (also jenes mit den größerem Ausmaß an Gefahrenbereichen) für die Festlegung des $GB_{OK\text{-}geogen}$ gewählt wird. Bei den gegenständlichen Böschungen war dies das φ_{P05}-c-Wertepaare für Störungs- und Bruchflächen und mechanisch wirksame Foliationsflächen.

Ein Beispiel hierfür wird mit den Abbildungen 5.18 und 5.19 gegeben. Die Ergebnisse der Gefahrenbereichsberechnung der Abbildung 5.18 wurden mit φ_{P05}-c-Wertepaaren, jene der Abbildung 5.19 mit den φ_{P95}-c-Wertepaaren erzielt. Letztere Berechnungen ergeben geringere Werte

für den $GB_{OK\text{-}geogen}$ und zeigen, dass Böschungen selbst bei größeren Böschungsneigungen noch standsicher sind ($FoS \geq 1{,}1$).

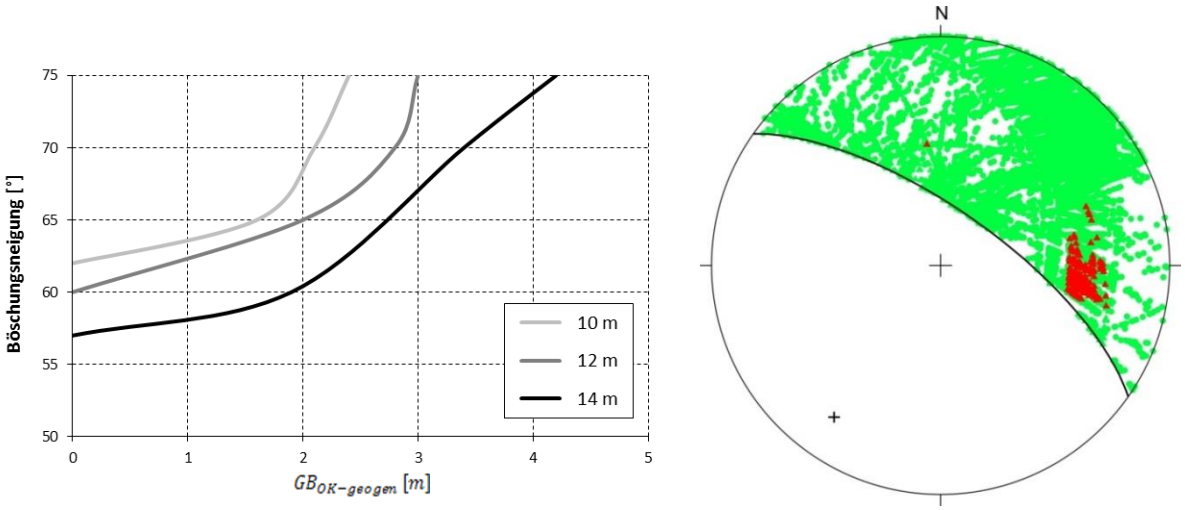


Abbildung 5.20: Ergebnis der Gefahrenbereichsberechnung für nach NE (035) einfallende Böschungen, welche mit den φ_{P05}-c-Wertepaaren ($\varphi_{P05} = 31°$ und $c = 13{,}0\ kPa$ für Bruch- und Störungsflächen bzw. $\varphi_{P05} = 25°$ und $c = 11{,}8\ kPa$ für mechanisch wirksame Foliationsflächen) errechnet wurden sowie die Lagenkugeldarstellung von Schnittgeraden (Verschnittvektoren) jener Gleitkörper, bei welchen ein Translationsgleiten bei einer Böschung 035/70 kinematisch möglich ist (in Rot –Schnittgeraden mit $FoS < 1{,}1$; in Grün - Schnittgeraden mit $FoS \geq 1{,}1$).

Abbildung 5.20 gibt die Ergebnisse der Gefahrenbereichsberechnung für **nach NE (035) einfallende Böschungen** wieder. Diese Böschungsorientierung hat im Vergleich zu nach NW (304) einfallenden Böschungen ein geringeres Ausmaß an Gefahrenbereichen.

Zu betonen ist, dass die Ergebnisse für die nach NE und die nach NW einfallenden Böschungen gut mit dem Geländebefund korrespondieren. Aufgrund der Berechnungen kann gezeigt werden, dass keine (nach § 10 Abs. 3 TAV unzulässigen) Arbeiten an Böschungsoberkanten in tagbauspezifischen Gefahrenbereichen erfolgen müssen. Insbesondere wird beim Beladen der Kopfbohrlöcher, welche in einem Abstand von ca. 3,5 m zur Böschungsoberkante erststellt werden, kein Gefahrenbereich betreten. Dieser Abstand ist größer als die ermittelten $GB_{OK\text{-}geogen}$ bei den ca. 10 bis 12 m hohen und nach NW und NE einfallenden Böschungen bzw. größer als der technische Gefahrenbereich ($GB_{OK\text{-}techn}$), welcher mit 2 m gewählt wird.

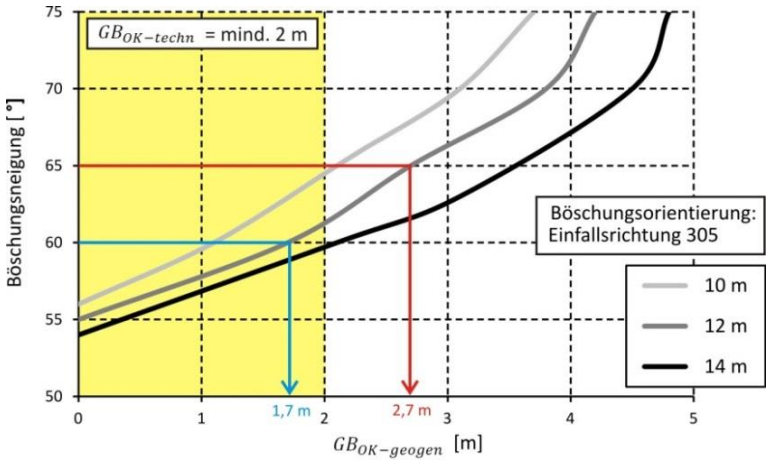


Abbildung 5.21: Beispiel für ein Diagramm zur Festlegung des GB_{OK}

Diagramme, wie jene der Abbildungen 5.18 und 5.20, stellen eine praktikable Möglichkeit und Hilfestellung dar, um tagbauspezifische Gefahrenbereiche an Böschungsoberkanten vom vor Ort tätigen Personal, wie fachkundigen Leitungen, Sprengbefugten oder Betriebsleitern festlegen zu lassen. Ein Beispiel hierfür zeigt Abbildung 5.21. In diesem Fall würde sich bei einer nach etwa 305 einfallenden und ca. 12 m hohen Böschung bei einer Böschungsneigung von 65° ein $GB_{OK\text{-}geogen}$ von 2,7 m ergeben. Würde eine Böschungsneigung von 60° festgestellt werden, so würde der $GB_{OK\text{-}geogen}$ 1,7 m betragen, relevant ist jedoch der $GB_{OK\text{-}techn}$ mit 2 m.

Bei den **nach SE (110) einfallenden Tagbauböschungen** zeigt sich im Tagbau, dass Böschungen bereits bei geringen Höhen versagen können, wenn graphitführende oder glimmerreiche Lagen diese unterschneiden (z.B. Fall der Abbildung 5.14). Wie nachfolgend dargestellt wird, ergeben Gefahrenbereichsberechnungen (mit deterministischen oder kombinatorischen Ansatz), welche von einem Worst-Case-Szenario ausgehen, für die im Tagbau üblichen Böschungshöhen zwangsläufig große Werte für den $GB_{OK\text{-}geogen}$. Um ein sicheres Arbeiten zu ermöglichen, sind daher nur ein Abböschen an mechanisch wirksamen Lagen und eine Reduktion der Böschungshöhen zielführend.

Beim kombinatorischen Ansatz wird davon ausgegangen, dass die Schnittgeraden der Gleitkörper am Böschungsfuß austreten. Für die Berechnungen des Sicherheitsfaktors und des Ausmaßes von Gefahrenbereichen ist somit das maximal mögliche Volumen der Gleitkörper relevant. Bei den nach SE einfallenden Böschungen in Silikatmarmoren tritt eine planare Gleitung aber nicht an allen Foliationsflächen gleichermaßen auf, sondern nur an bestimmten mechanisch wirksamen Lagen, welche in unregelmäßigen Abständen auftreten (jedoch fast jede Einzelböschung dieses Böschungssystems betreffen). Ähnliches gilt für die glimmerreichen Lagen in Paragneisen. Geht man von einem Worst-Case-Szenario aus, dass eine Böschung von einer mechanisch wirksamen Lage direkt am Böschungsfuß unterschnitten wird und führt die Berechnungen mittels kombinatorische Ansatzes unter Verwendung der φ-c-Wertepaare für mechanisch wirksamen Foliationsflächen (nach Tabelle 5.1) durch, so nimmt der $GB_{OK\text{-}geogen}$ schon bei geringen Böschungshöhen Werte an, welche ein Arbeiten nicht zulassen würden.
Ein ähnliches Ergebnis erhält man mit dem deterministischen Ansatz für die planare Gleitung, bei welchen auch angenommen wird, dass die mechanisch wirksame Trennfläche die Böschung am Böschungsfuß unterschneidet.

Anhand des deterministischen Ansatzes lässt sich in diesem Zusammenhang gut der Einfluss der jeweiligen φ-c-Wertepaare zeigen (Abbildung 5.22):
Führt man beim deterministischen Ansatz die Berechnungen mit den φ_{P05}-c- und φ_{P95}-c-Wertepaaren (nach Tabelle 5.1) für 36° geneigte Gleitflächen durch und gibt den FoS in Abhängigkeit von der Böschungshöhe und für die Böschungsneigungen von 65° und 75° an, so ergeben die Berechnungen mit dem φ_{P05}-c-Wertepaar (grüne Kurve in Abbildung 5.22), dass ein Versagen ($FoS = 1$) ab 8 m bei 65° Neigung bzw. ab 6,4 m bei 75° Böschungsneigung möglich ist. Im Gegensatz dazu würden Berechnungen mit dem φ_{P95}-c-Wertepaar (blaue Kurve in Abbildung 5.22) ein Versagen erst bei Höhen von 10 bzw. 12 m möglich erscheinen lassen. Das charakteristische Wertepaar für diese Berechnung ist somit das φ_{P05}-c-Wertepaar (grüne Kurve), da es zum „ungünstigsten“ Ergebnis führt. Die hierbei erzielten Werte korrespondieren mit dem Geländebefund (vgl. etwa Beispiel der Abbildung 5.14).
Strebt man an, Böschungen mit einem $FoS \geq 1{,}1$ durch Reduktion der Böschungshöhe herzustellen, so ist hier das φ_{P05}-c-Wertepaar (grüne Kurve in Abbildung 5.22) relevant, da die gewünschte

Sicherheit im Vergleich zum φ_{P95}-c-Wertepaar bei den geringeren („ungünstigsten“) Höhen erhalten wird (6,2 m bei 65° bzw. 3,6 m bei 75° Böschungsneigung).
Soll durch Reduktion der Höhen Böschungen mit einem $FoS \geq 1{,}3$ hergestellt werden, so ist jedoch das φ_{P95}-c-Wertepaar (blaue Linie) relevant, da nun diese Sicherheit im Vergleich zum φ_{P05}-c-Wertepaar bei den geringeren Höhen erhalten wird (3,5 m bei 65° bzw. 2,8 m bei 75° Neigung).

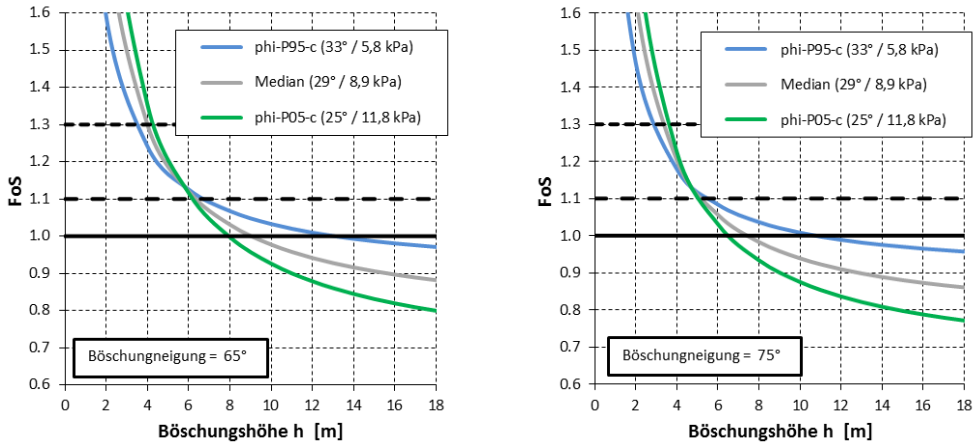


Abbildung 5.22: Ergebnisse der Berechnungen mittels deterministischen Ansatzes für planare Gleitung bei nach SE einfallenden Böschungen mit Böschungsneigungen von 65° und 75°.

Um diese Problematik bei den nach SE einfallenden Böschungen zu umgehen, sind daher ein Abböschen an mechanisch wirksamen Trennflächen und eine Absenkung der Böschungshöhen erforderlich. Im Regelfall ist dieses Abböschen möglich, da die Entkopplungshorizonte markante Lithologietypen (graphitreiche Gesteine, dunkle biotitreiche Amphibolitlagen) im Silikatmarmor darstellen bzw. ist dieses Abböschen im Quarzit- und Paragneis sowie den verwitterten Anteilen grundsätzlich erforderlich, um eine standsichere Böschung bzw. Endböschung herzustellen. Ungeachtet dessen ist aber jedenfalls ab Böschungshöhen von 2 m ein technischer Gefahrenbereich ($GB_{OK\text{-}techn}$) von mind. 2 m anzuwenden.

Zusammenfassend können folgende **Vorteile des kombinatorischen Ansatzes** festgehalten werden:

- Die Orientierung der einzelnen Gefügeelemente streut im Regelfall stark. Dies lässt sich mit einem kombinatorischen Ansatz berücksichtigen, sofern ein repräsentativer Gefügedatensatz vorliegt.
- Die Bestimmung der Trennflächenparameter mittels Rückrechnungen liefert wesentlich realistischere Werte, als wenn diese durch Extrapolationen von Laborversuchen oder Festlegungen mittels Klassifikationen erfolgen. Mit dem kombinatorischen Ansatz ist eine Rückrechnung anhand von stabilen Böschungen möglich.
- Mit dem kombinatorischen Ansatz lässt sich das Ausmaß des $GB_{OK\text{-}geogen}$ für praktisch jegliche Böschungsorientierungen in Abhängigkeit von Böschungshöhen und Neigungen bzw. für eine geforderte Sicherheit bestimmen.

5.3. Friction-Only-Analysis

Ein weiterer methodischer Ansatz, welcher im Zuge dieser Arbeit weiter entwickelt wurde, beruht auf der Berechnung des „Standsicherheitsfaktors“ mit Hilfe der einfachen **Friction-Only-Analysis** für die Keilgleitung (Gleiten auf zwei Flächen) nach HOEK & BRAY (1977). Unter der Annahme, dass die Kohäsionen bei beiden Trennflächen Null sind, hängt der „Sicherheitsfaktor“ ausschließlich von der Keilgeometrie (ξ = Öffnungswinkel der Keile, β = Neigung der Keil-Halbierenden, ψ_i= Fallwinkel des Verschnittvektors bzw. der Schnittgeraden) und dem Reibungswinkel (φ) ab (siehe auch WYLLIE & MAH, 2004). Der hiermit berechnete „Sicherheitsfaktor“ berücksichtigt eine eventuell vorhandene Kohäsion der Trennflächen nicht und ist daher unabhängig von der Masse der Gleitkörper (somit unabhängig von der Böschungshöhe) sowie der Böschungsorientierung und unterscheidet sich dadurch grundsätzlich vom bisher dargestellten Sicherheitsfaktor (FoS) bzw. dem Ausnutzungsgrad (μ). Aus diesem Grund wird dieser hier zur Unterscheidung auch als $FoS_{friction-only}$ bezeichnet.

$$FoS_{friction-only} = \frac{\sin\beta}{\sin(\xi/2)} \cdot \frac{\tan\varphi}{\tan\psi_i}$$

Bei dieser Analyse wird für jeden theoretisch auftretenden Gleitkörper eines Gefügedatensatzes dieser Faktor berechnet. Die Analyse kann etwa durch Darstellung der Orientierung der Schnittgeraden in einem Lagenkugeldiagramm erfolgen. Hierbei können die Schnittgeraden entsprechend den ermittelten Werten mit unterschiedlich Farben (oder Symbolen) attribuiert werden bzw. kann eine Dichteverteilung ermittelt werden.

Diese Analyse ermöglicht zwar keine Berechnung des Ausmaßes des $GB_{OK\text{-}geogen}$, jedoch können damit problematische Böschungsorientierungen verdeutlicht werden bzw. vice versa kann diese Analyse für eine optimalere Planung in Hinblick auf Böschungsorientierungen herangezogen werden, da die Darstellung der attribuierten Schnittgeraden unabhängig von der Böschungshöhe und vor allem der Böschungsorientierung erfolgt.

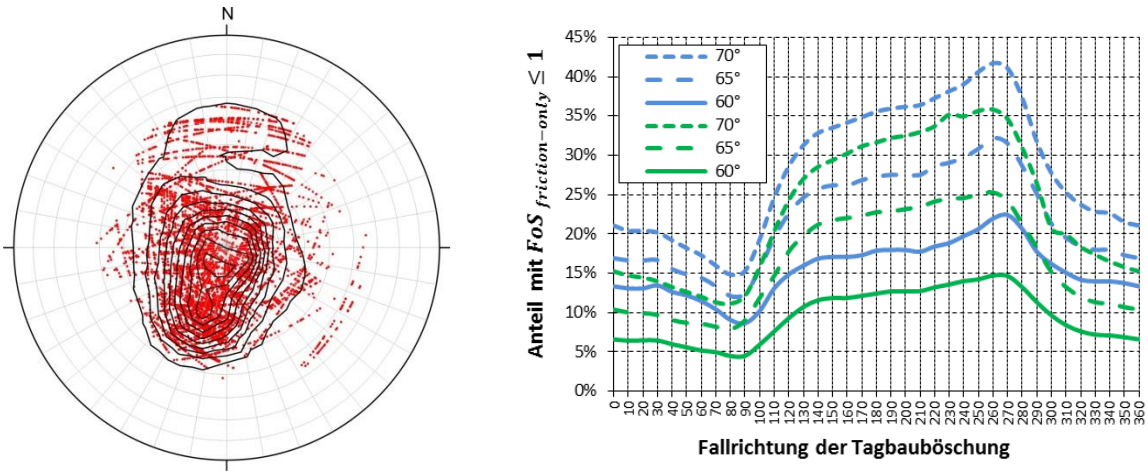


Abbildung 5.23: Lagenkugeldarstellung der Schnittgeraden von Keilen mit einem $FoS_{friction-only} \leq 1$ bei einem angenommenen Reibungswinkel von $\varphi = 30°$ (n = 8.800 von insgesamt 19.500 möglichen Verschnitten). Rechte Grafik: Anteil möglicher Verschnitte in Abhängigkeit von der Fallrichtung und der Neigung der Böschungen, sowie dem angenommenen Reibungswinkel (blaue Kurven mit $\varphi = 30°$, grüne Kurven mit $\varphi = 40°$)

Beim Beispiel der Abbildung 5.23 wurde die Friction-Only-Analyse dazu verwendet, die optimalen Böschungsorientierungen für die Erweiterung eines Tagbaus zu bestimmen. In diesem Tagbau dominieren steil stehenden Scharen von Störungsflächen (abgebaut wird ein Granit ohne jegliche Foliation, jedoch mit einer subhorizontal liegenden Exfoliation).
Analysiert man die Verteilung der Schnittgeraden mit einem errechneten $FoS_{friction\ only} \leq 1$ (etwa für angenommenen Reibungswinkel von $\varphi = 30°$ und $40°$), so können damit Böschungs-orientierungen ermittelt werden, bei welchen die Anzahl an möglichen Verschnitte möglichst gering ist. Im gegenständlichen Fall wären dies vor allem Böschungen mit einem Einfallen nach 300 bis 360 bzw. nach 0 bis 130 (siehe rechte Grafik der Abbildung 5.23). Es lässt sich mit der Analyse bereits abschätzen, dass sich relativ steil stehende standsichere Böschungen herstellen lassen.

Abbildung 5.24 gibt ein Beispiel wieder, bei dem die Friction-Only-Analyse ergab, dass die maximale Dichte der Schnittgeraden bei 288/45 lag. Der Reibungswinkel von $\varphi = 35°$ wurde aufgrund des Medianwerts der Tilt-Tests gewählt. Böschungen mit Einfallsrichtungen nach NW wurden daher hinsichtlich der Standsicherheit als problematisch bewertet. Dies zeigte auch der Geländebefund bzw. ereignete sich im gegenständlichen Fall ein Großversagensereignis bei einem nach 290 einfallenden Böschungssystem, bei dem ein etwa 65 m hohes Böschungssegment versagte (siehe Schnitt Abbildung 5.24).

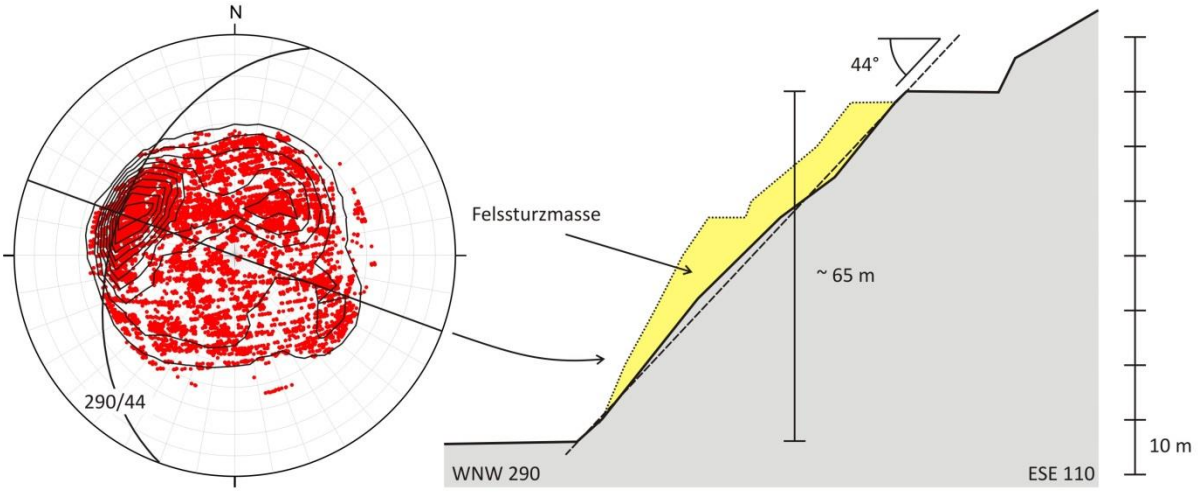


Abbildung 5.24: Lagenkugeldarstellung der Schnittgeraden von Keilen mit einem $FoS_{friction-only} < 1$ (n = 9300 von insgesamt ca. 28.000 möglichen Verschnitten), die maximale Dichte liegt bei 288/45, sowie der WNW-ESE-streichende Schnitt durch das Böschungssystem (ca. nach 290 einfallend), welches von einem Großversagensereignis betroffen war.

Zusammenfassend zu diesem methodischen Ansatz kann festgehalten werden, dass dieser ohne Zusatzaufwand parallel zu den voranstehenden bzw. in den Anhängen 1 und 2 dargestellten Berechnungen und Analysen erfolgen kann. Aufgrund der Nichtberücksichtigung der Kohäsion kann eine rasche, jedoch sehr vage, Abschätzung der Standsicherheit für diverse Böschungsorientierungen erfolgen und liefert somit eine wichtige Zusatzinformation. Eine Berechnung des Ausmaßes von Gefahrenbereichen an Böschungsoberkanten ist jedoch nicht möglich.

6. Festlegung von tagbauspezifischen Gefahrenbereichen an Böschungsunterkanten mit der Gefahr durch herabfallendes Gestein (GB_{UK})

Bei der Festlegung von tagbauspezifischen Gefahrenbereichen an der Böschungsunterkante bzw. am Böschungsfuß (GB_{UK}) mit der Gefahr für Arbeitnehmer durch herabfallendes Gestein sind grundsätzlich folgende zwei Szenarien zu unterscheiden:

- die **Gefährdung durch das Abgehen von einzelnen, isolierten Blöcken** (Einzelblöcken) aus einer Tagbauböschung, welche eventuell während des Sturzprozesses weiter fraktioniert werden, oder
- die **Gefährdung durch das Abgehen einer mehr oder weniger kohärenten Felsmasse**, welche im Zuge des Sturzprozesses fraktioniert wird und sich aufgrund des Versagens einer einzelnen Tagbauböschung oder gar von Teilen des Böschungssystems ergibt.

Betrachtet man den ersten **Fall des Abgehens von Einzelblöcken** (nach KIENHOLZ et al., 1998, wird zwischen Steinfall, Blöcke mit einem Ø ≤ 0,5 m, und Blockschlag, Blöcke mit einem Ø > 0,5 m, unterschieden), so ist festzuhalten, dass die Möglichkeit des Abgehens von einzelnen, isolierten Blöcken aus Tagbauböschungen, objektiv betrachtet, in den meisten Fällen nicht vermieden, sondern nur reduziert werden kann. Auch durch das Setzen von technischen Sicherungsmaßnahmen wird es im Regelfall nicht möglich sein, diese Gefährdung gänzlich auszuschließen. Die wichtigsten Sicherungsmaßnahmen sind hierbei die Wahl von Tagbauzuschnittsparameter, die beitragen sollen, dass standsichere Tagbauböschungen mit einer verminderten Steinfallgefahr hergestellt werden, sowie die Optimierung der Gewinnungssprengungen, wobei durch Anpassung der Sprengparameter eine Auflockerung des unverritzten Gebirges möglichst vermieden werden soll, und das Beseitigen von mehr oder weniger losem Gestein aus Tagbauböschungen durch Hydraulikbagger (welches aber nur bedingt wirksam sein kann). Daher ist die genaue Festlegung von tagbauspezifischen Gefahrenbereichen am Böschungsfuß, in Kombination mit einem Betretungs- und/oder Befahrungsverbot, entscheidend.

Tagbauspezifische Gefahrenbereiche am Böschungsfuß (GB_{UK}) mit der Gefahr durch herabfallende Einzelblöcke können aufgrund

- der **Reichweiten von Sturzereignissen** (Auftreff- und Ausrolldistanzen von Einzelblöcken) in Verbindung mit
- den **Schutzobjekten**, welche sich im Auftreff- und Ausrollraum von Sturzereignissen befinden,

weiter untergliedert werden.

Hinsichtlich der zu schützenden Arbeitnehmer (als die Schutzobjekte), lassen sich folgende zwei Fälle unterscheiden:

- Arbeitnehmer, welche sich als **Maschinenführer** in den Kabinen von diversen selbstfahrenden Arbeitsmitteln befinden und
- Arbeitnehmer, welche als **Fußgänger** den Tagbau begehen (wie etwa Sprengbefugte und Sprenggehilfen beim Vermessen und Laden von Sprenganlagen, aber auch Maschinenführer, welche ihre Arbeitsmittel verlassen).

Der **tagbauspezifische Gefahrenbereich durch herabfallende Einzelblöcke für Arbeitnehmer**, welche Arbeitsetagen **zu Fuß** begehen **(GB_{UK-AN})** bzw. welche zu Fuß Tätigkeiten verrichten (und lediglich mit persönlicher Schutzausrüstung, wie Industrieschutzhelmen und Sicherheitsschuhen ausgerüstet sind), wird durch die **Ausrolldistanz (ARD) der Einzelblöcke** definiert, da eine Kollision zwischen einem Fußgänger und einem ausrollenden Block zu schweren oder gar tödlichen Verletzungen führt.

Hinsichtlich der **tagbauspezifischen Gefahrenbereiche durch herabfallende Einzelblöcke für Maschinenführer** ist weiter zu differenzieren, welche Art von selbstfahrenden Arbeitsmitteln hier geführt wird, wobei folgende Unterscheidungsmerkmale getroffen werden können:

- Selbstfahrende Arbeitsmittel, deren Kabinen mit Schutzaufbauten gegen herabfallende Gegenstände ausgestattet sind und bei welchen sich die Maschinenführer in einer erhöhten Sitzposition befinden. Hierzu zählen **Erdbaumaschinen** wie Hydraulikbagger, Radlader, Muldenfahrzeuge, Planierraupen, Bohrwagen usw.
- Selbstfahrende Arbeitsmittel ohne Kabinenschutzaufbauten, bei welchen jedoch eine erhöhte Sitzposition gegeben ist. Hierzu gehören **Lastkraftwagen mit Mulden** (Zwei-, Drei-Vierachser und Sattelzugmaschinen mit Muldenaufleger) sowie auch **Kleinlastkraftwagen** (wie diese etwa zum Transportieren von Sprengmittel oder Treibstoff verwendet werden).
- Selbstfahrende Arbeitsmittel, welche weder über Kabinenschutzaufbauten noch über eine erhöhte Sitzposition verfügen. Hierzu zählen **Personenkraftwagen**, wie Fahrzeuge, welche Maschinenführern zum Erreichen ihrer im Tagbau geparkten Erdbaumaschinen dienen oder Fahrzeuge der Betriebsleitung bei Kontrollfahrten.

Bei den letztgenannten selbstfahrenden Arbeitsmittel (Personenkraftwagen) ist der Gefahrenbereich durch herabfallende Einzelblöcke (so wie jener für Fußgänger) mit den **Ausrolldistanzen (ARD) von Einzelblöcken** anzusetzen, da hierbei eine Kollision zwischen dem Fahrzeug und einem ausrollenden Block zu schweren oder gar tödlichen Verletzungen der im Fahrzeug befindlichen Personen führen kann.

Hinsichtlich der Festlegung von tagbauspezifischen Gefahrenbereichen für Maschinenführer von selbstfahrenden Arbeitsmitteln ist anzumerken, dass hierbei die erhöhte Sitzposition der Maschinenführer in den Kabinen das ausschlaggebende Kriterium ist, da davon ausgegangen wird, dass ausrollende Blöcke für die Führer von Erdbaumaschinen und Lastkraftwagen eine geringere Gefährdung darstellen. Bezüglich selbstfahrender Arbeitsmittel deren Kabinen mit Schutzaufbauten gegen herabfallende Gegenstände ausgestattet sind (Erdbaumaschinen), ist festzuhalten, dass selbst Kabinenschutzaufbauten der höchsten Leistungsstufe (FOPS der Stufe II nach ÖNORM EN ISO 3449:2009 bzw. FOPS und FGPS des Levels II nach ISO 10262:1998) nur einen äußerst begrenzten Schutz gegen herabfallendes Gestein bieten können (≤ 11,6 bzw. ≤ 5,8 kJ). Wie im Kapitel 7 eingehend erläutert wird, ist davon auszugehen, dass diese Schutzaufbauten aufgrund der im Festgesteinstagbauen üblichen Böschungshöhen und den üblicherweise auftretenden Blockmassen keinen ausreichenden Schutz bieten. Das Befahren des Auftreffbereiches von Einzelblöcken ist somit im Regelfall nicht zulässig. Eine Differenzierung des Gefahrenbereiches am Böschungsfuß in einen für Erdbaumaschinen und einen für Lastkraftwagen braucht daher nicht zu erfolgen.

Wesentlich ist, dass sich sowohl bei Erdbaumaschinen als auch bei Lastkraftwagen die Maschinenführer bzw. Lenker in einer erhöhten Sitzposition in der Fahrzeugkabine befinden. Im Regelfall liegt der Kabinenboden in einer Höhe von mind. 1,1 bis 2,3 m über der Aufstandsfläche des Gerätes.

Dies bedeutet, dass der **tagbauspezifische Gefahrenbereich durch herabfallende Einzelblöcke für Maschinenführer (GB_{UK-AM})** durch die **Auftreffdistanzen (ATD) von Einzelblöcken** bestimmt wird, da davon ausgegangen wird, dass ausrollende Blöcke für die Führer von Erdbaumaschinen und Lastkraftwagen eine geringere Gefährdung darstellen.

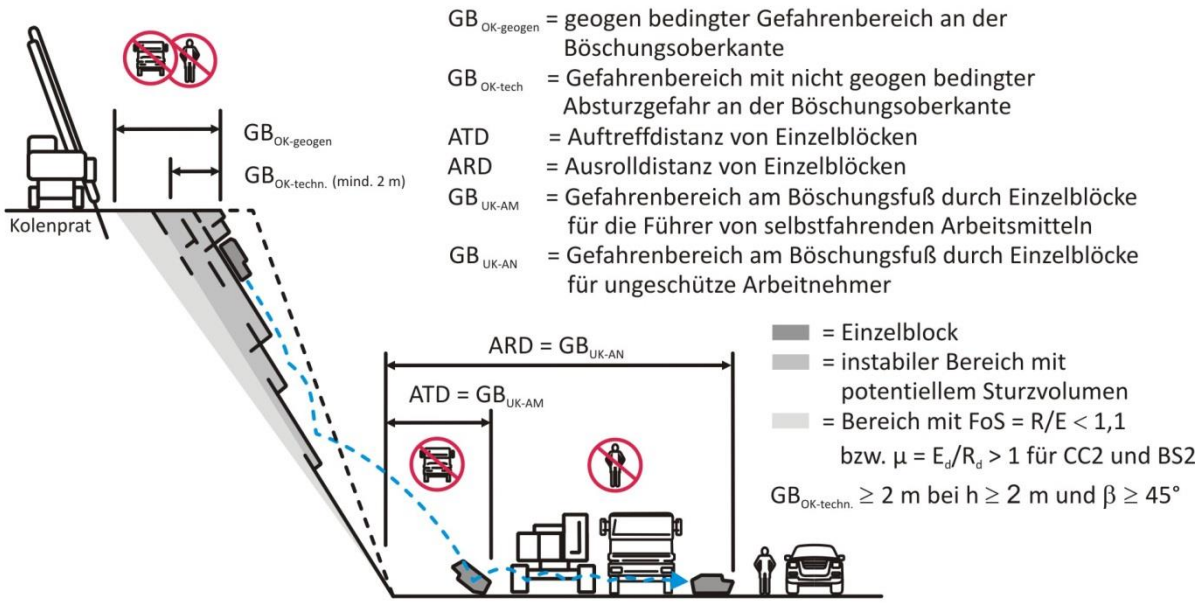


Abbildung 6.1: Unterteilung der tagbauspezifischen Gefahrenbereiche am Böschungsfuß (GB_{UK}) mit der Gefahr durch herabfallende Einzelblöcke aufgrund der Reichweiten von Sturzereignissen (Auftreffdistanzen und Ausrolldistanzen von Einzelblöcken) und der im Auftreff- bzw. Ausrollraum befindlichen Schutzobjekte (Führer diverser selbstfahrender Arbeitsmittel und Fußgänger).

Zusammengefasst lässt sich der tagbauspezifische Gefahrenbereich am Böschungsfuß (GB_{UK}) mit der Gefahr durch herabfallende Einzelblöcke aufgrund der Reichweiten von Sturzereignissen (Auftreffdistanzen und Ausrolldistanzen von Einzelblöcken) in Verbindung mit den Schutzobjekten (den zu schützenden Arbeitnehmern) zumindest in folgende zwei Kategorien unterteilen (siehe Abbildung 6.1):

- **Gefahrenbereiche für Maschinenführer** von selbstfahrenden Arbeitsmitteln mit und ohne Kabinenschutzaufbauten gegen herabfallendes Gestein (FOPS und FGPS), jedoch mit einer erhöhten Sitzposition des Maschinenführers in der Kabine, also **von Erdbaumaschinen und Lastkraftwagen (GB_{UK-AM})**, welche durch die **Auftreffdistanzen (ATD) von Einzelblöcken** bestimmt werden. Für diese Bereiche ist ein Betretungs- und Befahrungsverbot festzulegen.
- **Gefahrenbereiche für Fußgänger** bzw. **für die Führer von Personenkraftwagen (GB_{UK-AN})**, welche durch die **Ausrolldistanzen (ARD) von Einzelblöcken** bestimmt werden. Für diese Bereiche ist ein Betretungsverbot durch Fußgänger bzw. ein Befahrungsverbot für Personenkraftwagen festzulegen.

Hingewiesen wird, dass die vorgeschlagene Unterteilung des Gefahrenbereichs am Böschungsfuß mit der Gefahr durch herabfallende Einzelblöcke in zwei Kategorien einen praktikablen Ansatz darstellen soll, um das ohnedies komplexe System nicht unnötig weiter zu verkomplizieren.

Eine weitere Konkretisierung in Bezug auf diesen Gefahrenbereich durch herabfallende Einzelblöcke erfolgt im Zuge der Analyse von Reichweiten bzw. der damit einhergehenden Ermittlung der Perzentilen von Reichweiten im Kapitel 6.1.2.

Zu betonen ist, dass das voranstehend angeführte Konzept ausschließlich für Felsböschungen gilt und nicht etwa auf die Festlegung von tagbauspezifischen Gefahrenbereichen am Böschungsfuß von Hauwerkfächern angewandt werden kann. Im Zusammenhang mit Hauwerkfächern von Sturzrinnen musste in mehreren Steinfallversuchen festgestellt werden, dass Blöcke aufgrund der erreichten Geschwindigkeiten beim Aufprall auf das Planum hohe Rückprallhöhen hatten. Dies kann dazu führen, dass Blöcke die Kabine treffen können, auch wenn sich die Kabine nicht im Auftreffbereich der Einzelblöcke befindet und der Maschinenführer in der Kabine eine erhöhte Position einnimmt.

Eine häufig im Zusammenhang mit der Festlegung von tagbauspezifischen Gefahrenbereichen am Böschungsfuß aufgeworfene Frage ist, inwieweit es zulässig ist, dass sich selbstfahrende Arbeitsmittel dem Böschungsfuß so weit annähern, dass sich zwar Teile des Arbeitsmittels, aber nicht die Kabine im „evaluierten“ Auftreffbereich durch Einzelblöcke befindet. Klar ist, dass hierbei eine mögliche Beschädigung der Geräte bewusst in Kauf genommen wird.

Um in solchen Fällen eine fundierte und nachvollziehbare Gefahrenbeurteilung für den Maschinenführer durchführen zu können, bedarf es einer umfassenden Analyse der Situation. Dies soll an Hand des nachstehenden Beispiels der Abbildung 6.2 verdeutlicht werden.

Bei diesem Beispiel befindet sich ein Hydraulikbagger am Fuß einer Felsböschung, deren unterschiedliche Böschungsform exemplarisch durch die Böschungen A und B dargestellt werden soll. Diese Böschungen haben die gleiche Höhe und die gleiche Böschungsunterkante. Der Unterschied besteht lediglich darin, dass die Böschung B (grün) im Vergleich zur Böschung A (blau) eine größere durchschnittlichen Neigung hat (β = 71° gegenüber β = 62°) und eine stärker konvexe Form aufweist.

Exemplarisch werden zwei Aufstellmöglichkeiten für den Bagger betrachtet. Im linken Bild der Abbildung 6.2 steht der Oberwagen und das Kettenlaufwerk parallel zum Streichen der Böschung, wobei die Kabine auf der der Böschung abgewandten Seite liegt. Beim rechten Bild wurde der Oberwagen geschwenkt, sodass der Oberwagen orthogonal zum Streichen der Böschung steht. Die Kabine des Baggers befindet sich beim linken Bild in einem Mindestabstand von 23 % der Böschungshöhe (h), beim rechten Beispiel in einem Abstand von 19 % der Höhe.

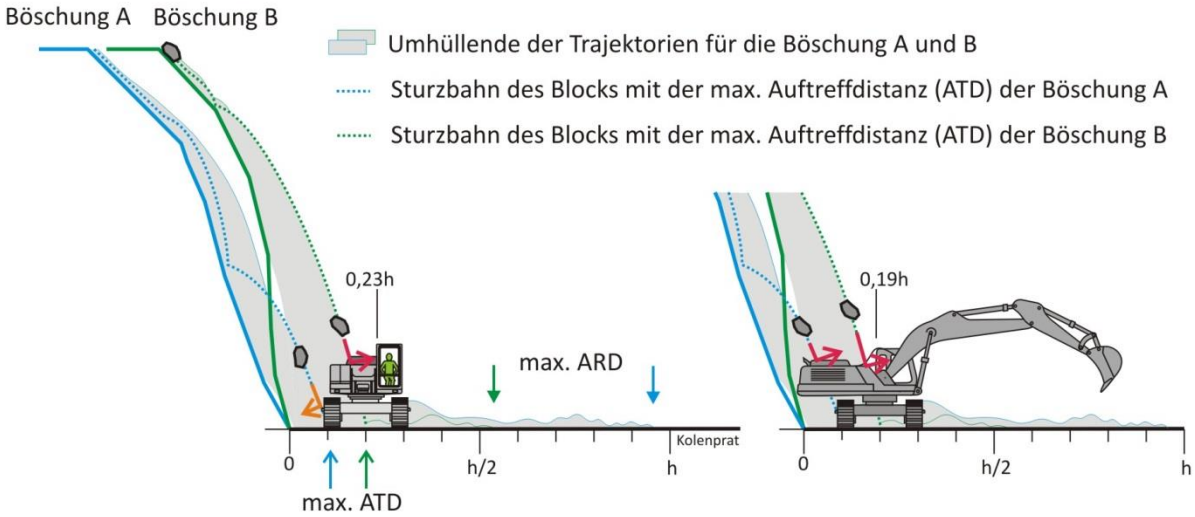


Abbildung 6.2: Fallbeispiel bezüglich des Befahrens von Auftreffbereichen durch selbstfahrende Arbeitsmittel

Für die Gefährdungsbeurteilung wäre es nun zumindest erforderlich, dass nicht nur die Reichweiten (also die Auftreffdistanzen am Planum und im Bereich des Oberwagens des Baggers) sondern auch Angaben zu den konkreten Sturzbahnen (Trajektorien) für die jeweiligen Böschungen bekannt sind. Unter der Annahme, dass diese Kenntnisse etwa aufgrund der Analyse mit einem Steinfallprogramm vorliegen würden und dieses Programm (als die wesentlichste Voraussetzung) verlässliche Ergebnisse in Übereinstimmung mit den natürlichen Vorgängen liefert, könnten nachstehende Betrachtungen möglich sein. Zur Veranschaulichung wurden in der Abbildung 6.2 die Umhüllenden der Trajektorien bzw. die Trajektorien jener Sturzereignisse eingetragen, bei welche die maximalen ATD bei den Berechnungen (mittels T) erzielt wurden.

Beim linken Beispiel der Abbildung 6.2 befindet sich nach dieser Analyse bei der Böschung A nur das bergseitige Laufwerk im Bereich der errechneten ATD. Aufgrund dieser Annahme würden abgehende Blöcke zwar das Arbeitsmittel seitlich treffen (sofern dies akzeptierbar ist), jedoch würden die Blöcke nicht die Kabine erreichen (oranger Pfeil) und würde zu keiner Gefährdung des Maschinenführers führen.
Bei der Böschung B hingegen ergeben sich nach dieser Analyse wesentlich größere ATD als bei der Böschung A (jedoch geringerer ARD). Zwar liegen (sowohl im linken, als auch im rechten Fall der Abbildung 6.2) die Kabine des Baggers gerade nicht im Bereich der errechneten ATD, jedoch ist nun auch Folgendes zu berücksichtigen: Würden diese Berechnungen den natürlichen Vorgängen bei Sturzprozessen entsprechen, so würde in beiden Fällen eine Vielzahl von Sturzereignissen den Oberwagen des Baggers treffen können, wodurch von der Karosserie in Richtung der Kabine abprallende Blöcke zu einer nicht akzeptierbaren Gefährdung des Maschinenführers führen (rote Pfeile).

Dieses vereinfachte Beispiel soll verdeutlichen, welche umfassenden Kenntnisse und Informationen erforderlich wären, um eine schlüssige und nachvollziehbare Gefahrenbeurteilung für den Maschinenführer durchzuführen, wenn ein Befahren des Auftreffraumes erfolgen soll. Wie nachstehend noch ausführlich dargestellt wird, ist jedoch die Festlegung von Reichweiten im Regelfall mit Unsicherheiten behaftet. Stellen diese aber nun die Grundlage für weiterführende Beurteilungen dar und ist ein hohes Maß an Genauigkeit erforderlich (wie im gegenständlichen

Beispiel), so ist davon auszugehen, dass das Ergebnis nicht den realen Gegebenheiten und Vorgängen entspricht und somit eine Scheinsicherheit vorgetäuscht wird. Das Beispiel zweigt, wie geringfügige Änderungen, etwa jene in der Böschungsform bzw. -neigung, zu erheblichen Unterschieden in den Reichweiten führen können und wie schwierig es somit ist dieses System zu beherrschen.

Zusammenfassend ist zu dieser Thematik festzuhalten, dass **Auftreffbereiche von Einzelblöcken** (deren Ausmaße schlüssig und nachvollziehbar festgelegt wurden) von selbstfahren Arbeitsmittel unter den genannten Gesichtspunkten **nicht befahren werden dürfen**. Überdies darf nicht vergessen werden, dass bei diesen Betrachtungen ein Raumgewinn von lediglich wenigen Metern zur Diskussion steht (wie das gegenständliche Beispiel verdeutlicht). Wie noch im Folgenden gezeigt wird, **ist aber die Einhaltung eines entsprechenden Mindestabstandes zum Böschungsfuß die wesentlichste und effektivste Maßnahme gegenüber einer Gefährdung durch herabfallendes Gestein**.

Abschließend ist hinsichtlich Einzelblöcken zu betonen, dass vermehrt in bestimmten Bereichen abgehende Blöcke im Regelfall die Vorboten zu größeren Versagensereignissen sind oder gar ein Versagen von großen Anteilen eines Böschungssystems ankündigen können.

Bezüglich der Festlegung von **tagbauspezifischen Gefahrenbereichen am Böschungsfuß**, welche sich aufgrund der **Gefahr durch das Abgehen von größeren Felsmassen** ($GB_{UK\text{-}FM}$) ergeben, ist auf Folgendes hinzuweisen:

Diese Gefährdung kann effektiv nur durch eine eingehende Planung und die Festlegung von geeigneten Tagbauzuschnittsparametern reduziert werden, indem insbesondere durch entsprechend geringe Böschungshöhen und Böschungsneigungen sowie an das Trennflächengefüge ausgerichtete Böschungsorientierungen standsichere Böschungen hergestellt werden. Diese Planung wird als zentrale Forderung mit den Bestimmungen des § 9 TAV vorgegeben. Andere technische Sicherungsmaßnahmen, wie Säubern der Tagbauböschungen durch Hydraulikbagger können diese Gefährdung nicht reduzieren (klarerweise kann das Beseitigen von losen Gestein mittels Hydraulikbagger das Abgehen von größeren Felsmassen nicht vermeidet).
Erfolgte eine Tagbauplanung, welche die Herstellung standsicherer Tagbauböschungen zum Ziel hatte, so ist im Gegensatz zum Abgehen von Einzelblöcken (Steinfall und Blockschlag) das Abgehen von Felsmassen nicht als jederzeit mögliches, sondern als ein außergewöhnliches Ereignis zu betrachten, welches sich in vielen Fällen im Vorhinein ankündigt (etwa durch vermehrtes Abgehen von Einzelblöcken oder Dilatationsrisse). Hinzuweisen ist, dass in der TAV hier der Ausdruck ‚abgehende größere Felsmassen' gewählt wurde und nicht von Felssturz gesprochen wird.

In Fall von tagbauspezifischen Gefahrenbereichen am Böschungsfuß mit der Gefahr des Abgehens von Felsmassen ($GB_{UK\text{-}FM}$) ist keine Differenzierung hinsichtlich der Schutzobjekte (Führer von Erdbaumaschinen oder Lastkraftwagen bzw. Fußgänger), welche sich auf der Arbeitsetage befinden, möglich, da abgehende Felsmassen eine nicht akzeptierbare Gefährdung darstellen. Für die Festlegung dieses Gefahrenbereiches ($GB_{\text{-}UK\text{-}FM}$) ist somit die **Ausrolldistanz einer Felsmasse** maßgeblich (siehe Abbildung 6.3). Für die betroffenen Bereiche ist somit ein Betretungs- und Befahrungsverbot festzulegen. Im Gegensatz zur Festlegung von Gefahrenbereiche durch Einzelblöcke, deren Methoden zur Festlegung nachstehend behandelt werden, ist für die Festlegung

von Gefahrenbereichen durch abgehende Felsmassen ein grundsätzlich anderer Ansatz notwendig, welcher nicht Ziel dieser Arbeit war.

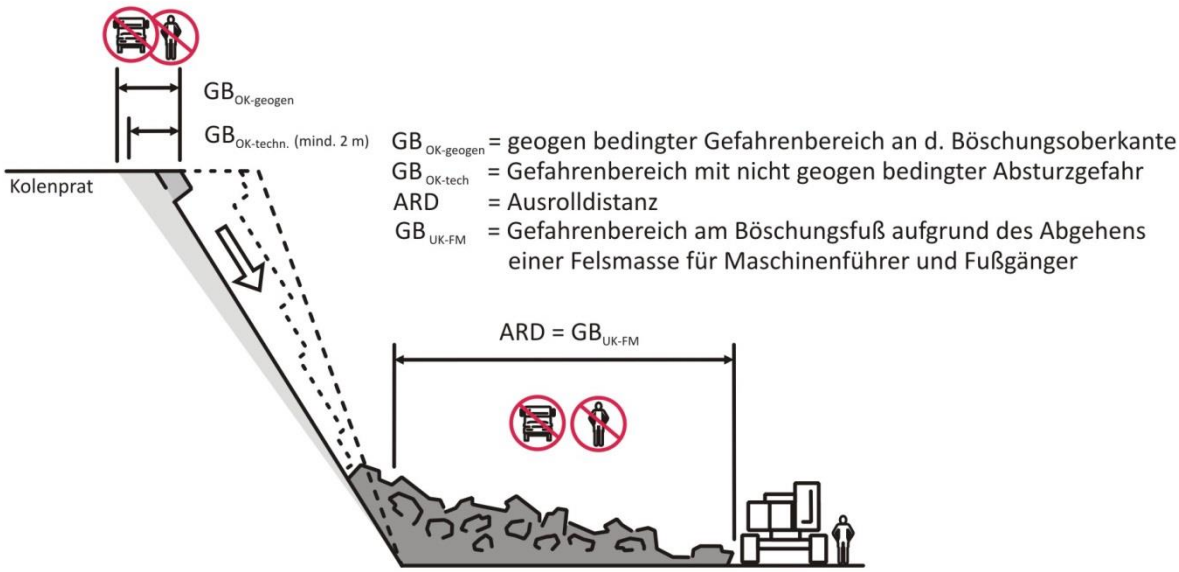


Abbildung 6.3: Darstellung des tagbauspezifischen Gefahrenbereiches am Böschungsfuß mit der Gefahr durch Abgehen von größeren Felsmassen (GB_{UK-FM}), für dessen Festlegung die Ausrolldistanz der Felsmasse maßgeblich ist.

6.1. Empirische Fallversuche zur Ermittlung von Reichweiten von Sturzprozessen

Bezüglich der Festlegung von Gefahrenbereichen am Böschungsfuß durch Einzelblöcke (Steinfall und Blockschlag) musste festgestellt werden, dass kaum für Tagbaue heranziehbare Fallstudien bzw. empirische Daten vorlagen. Verfügbare Untersuchungen bezogen sich in erster Line auf natürliche, im Regelfall bewachsene Böschungen bzw. auf die Dimensionierung von Schutzbauwerken (z.B. DORREN et al. 2005 und 2006, USIRO et al. 2006 und FERRARI et al. 2016). Die meisten Untersuchungen wiesen nur einen geringen Umfang auf, wobei meist nur eine moderate Anzahl an Blöcken über ein bis zwei Testböschungen (mit somit geringer Varianz in der Böschungsgeometrie) abgestürzt wurden. Die für den Arbeitnehmerschutz wesentlichste Frage, die nach den möglichen ATD, wurde in den meisten Untersuchungen nicht behandelt.
Die umfangreichste zur Verfügung stehende Studie, bei welcher Detailergebnisse zu Versuchen veröffentlicht wurden, stellt jene von PIERSON et al. (2001, 1994) dar. Diese behandelt Reichweiten im Zusammenhang mit speziell designten Straßenböschungen und baut auf den Untersuchungen von RITCHIE (1963) auf und ist, wie im Kapitel 6.3 behandelt wird, aus Sicht dieser Arbeit nur bedingt auf Tagbauböschungen anwendbar.

Ähnliches zeigte sich bei den zur Verfügung gestandenen Programmen. Die vorhandenen Berechnungsansätze zur Analyse und Prognose von Steinschlag wurden ebenfalls vor allem für die Hangskala entwickelt und können daher nicht ohne Anpassungen zur Festlegung der ATD und ARD in Tagbauen (für Einzelböschungen und Böschungssysteme) herangezogen werden. Das Hauptproblem hierbei ist, dass keine gesicherten Parameterdatensätze für die Programme publiziert wurden und somit nicht zweifelsfrei geklärt werden kann, inwieweit diese Berechnungen seriöse Aussagen zu Reichweiten ermöglichen und somit für die Festlegung von tagbauspezifischen Gefahrenbereichen durch Steinfall herangezogen wurden können.

Bereits erste, nicht systematisch durchgeführte Fallversuche in Tagbauen (welche ab dem Jahr 2005 erfolgten) bzw. die Kartierung von eingetretenen Sturzereignissen in Tagbauen ließ vermuten, dass die maximalen ARD wesentlich höher sind, als angenommen wurde bzw. als einige Berechnungsansätze lieferten. Ähnliches galt auch für die Verteilung der ARD (also die Verteilung der Endlagen der Blöcke).

Zu betonen ist, dass Aussagen zu ARD, welche aufgrund der Aufnahme der Endlage von eingetretenen Sturzereignissen getätigt werden (durch die **Kartierung von „stummer Zeugen“**), nur bedingte Aussagekraft haben können, da insbesondere die exakte Ablösepositionen, die ursprünglichen Blockmassen und –formen sowie die Beschaffenheit des Auftreff- und Ausrollraums zum Zeitpunkt des Ereignisses nicht ausreichend bekannt sind. Grundlegende Fragen, wie

- jene zur exakten Fallhöhe und dem jeweiligen Sturzpfad,
- die Frage, ob ein Block Teil einer größeren Masse war und inwieweit eine Fraktionierung der Blöcke während des Sturzprozesses erfolgte,
- die Fragen, wie sich im Auffangraum vorhandenes Gestein mit dämpfender Wirkung auswirkte, oder ob die ARD eines betrachteten Blocks durch Kollision mit vorhandenen Blöcken im Ausrollbereich reduziert wurde,

können im Regelfall hierbei nicht beantwortet werden. Die für den Arbeitnehmerschutz aber wichtigste Frage, die nach den möglichen Auftreffdistanzen kann durch die Aufnahmen von

„stummen Zeugen“ nicht gelöst werden, selbst wenn in Einzelfällen Einschlagsmarken am Böschungsfuß („Impactkrater“) festgestellt werden können.

Es ist daher nicht verwunderlich, dass in vielen Fällen von Verantwortlichen im Bergbau und von Fachleuten ein durchaus hoher Grad an Unkenntnis bestand, welche Bereiche am Böschungsfuß von Sturzereignissen betroffen sein können. Dies führte zu Fehleinschätzungen der Gefährdung bzw. der Reichweiten von Sturzereignissen und somit zur unzureichenden Festlegung des Ausmaßes von tagbauspezifischen Gefahrenbereichen bzw. zum Setzen von ungeeigneten technischen Sicherungsmaßnahmen (beispielsweise von nicht adäquat dimensionierten und situierten Wällen).

Als einige negative Beispiele sind etwa von Fachleuten im Sicherheits- und Gesundheitsschutzdokument festgelegten 1 m breiten (nicht weiter differenzierten) tagbauspezifischen Gefahrenbereiche am Fuß von bis zu 30 m hohen Tagbauböschungen, oder die aufgrund einer gutachterlichen Aussage erfolgte Errichtung eines lediglich 1,5 m hohen Schutzwalls gegen herabfallendes Gestein mit einem Kronenabstand von nur 4 m vom Fuß einer bis zu 120 m hohen und ca. 60° geneigten Böschung, sowie die Feststellung im Sicherheits- und Gesundheitsschutzdokument, dass der Böschungsfuß einer ca. 25 m hohen Böschung ohne weiteres mit Geräten mit Kabinenschutzaufbauten (FOPS) befahren werden kann, zu nennen.

Diese Umstände machte es notwendig, diese Problematik mit neuen Methoden und Ansätzen zu untersuchen. Ab dem Jahr 2007 wurden daher begonnen systematische Fallversuche in Tagbauen durchzuführen. Diese erfolgten vor allem im Rahmen von zwei Forschungs- und Entwicklungsprojekten (2007-2008, 2009-2010), welche in Kooperation zwischen dem Institut für Geotechnik, Forschungsbereich für Ingenieurgeologie der TU Wien, dem Bundesministerium für Arbeit, Soziales und Konsumentenschutz, Sektion Arbeitsrecht und Zentral-Arbeitsinspektorat, sowie mit Unterstützung einer Reihe von Unternehmen der mineralrohstoffgewinnenden Industrie durchgeführt wurden. Im Anschluss an diese Kooperationsprojekte erfolgten (2011-2017) weitere Versuche zu speziellen Fragestellungen bzw. Versuche zur Datenverdichtung.

Die unterstützenden Unternehmen der mineralrohstoffgewinnenden Industrie bzw. deren Tagbaue waren folgende (wobei in einer Reihe von Tagbauen bis zu fünf Versuchsanordnungen getestet wurden):

- Tagbau Stiftbruch (Limberg, NÖ) der Hengl Mineral GmbH
- Tagbau Klöch (Klöch, Stmk) der Klöcher Basaltwerke GmbH & Co KG (Asamer Kies- und Betonwerke GmbH)
- Erzberg (Eisenerz, Stmk) der VA Erzberg GmbH
- Tagbau Wanko (Meidling im Tal, NÖ) der Asamer Kies- und Betonwerke GmbH
- Tagbau Preg (St. Lorenzen, Stmk) der Pornat Steinbruch Preg GmbH
- Tagbau Pauliberg (Markt St. Martin, Bgld) der Basaltwerk Pauliberg GmbH & Co KG
- Tagbau Mannerdorf (Mannersdorf, NÖ) der Lafarge Perlmooser GmbH
- Tagbau Loja (Persenbeug, NÖ) der Schotter- und Betonwerk Karl Schwarzl Betriebsgesellschaft mbH
- Tagbau Dürnbach (Waldegg, NÖ) der Wopfinger Baustoffindustrie GmbH
- Tagbau Eberstein (Eberstein, Ktn) der Dolomit Eberstein Neuper GmbH
- Tagbau Hollitzer (Bad Deutsch Altenburg, NÖ) der Cemex Austria AG

- Tagbau Gaaden (Gaaden, NÖ) der Baukontor Gaaden GmbH (Mineral Abbau GmbH)
- Felssanierung der Biratalwand (Dürnstein/Donau, NÖ) der ÖBB/NÖVOG

Die **Ziele der Fallversuche und der Untersuchungen** waren:

- Erkenntnisse über den Bewegungsablauf und den Anteil der einzelnen Bewegungszustände (freier Fall, Springen, Gleiten und Rollen) am gesamten Sturzprozess zu gewinnen, sowie den Einfluss verschiedener Parameter, wie der Böschungshöhe, der Böschungsform, der Blockgröße bzw. Blockmasse, der Blockform, Materialeigenschaft der Blöcke sowie Untergrundeigenschaft (Felsböschung, Etage) auf die Reichweiten von Sturzprozessen (Auftreff- und Ausrolldistanzen) zu untersuchen.
- Aufbau eines empirischen Datensatzes (auf Grundlage einer ausreichend großen Anzahl von Versuche), welcher eine Prädiktion von Reichweiten von Sturzprozessen für Tagbauböschungen ermöglichen sollte. Eine solche verallgemeinerte Vorhersage sollte für die Festlegung von tagbauspezifischen Gefahrenbereichen einerseits bei bestehenden Tagbauen (im Rahmen der Arbeitsplatzevaluierung) dienen und andererseits für die Genehmigung von Festgesteinstagbauen zu Verfügung stehen (insbesondere für noch nicht existierende Tagbaue, bei denen keine genauen Angaben zur Böschungsgeometrie vorliegen).
- Die Wirkungsweise und geeignete Dimensionierung von Sicherungsmaßnahmen zur Reduktion der Ausrolldistanzen (in Form von Anschüttungen mit dämpfender Wirkung im Auftreff- und Ausrollraum und die Herstellung von unterschiedlichen Typen von Wällen) zu testen.
- Die Erarbeitung eines Standardprocedere für die Durchführung von empirische Fallversuchen und deren Analyse, um reproduzierbare und vergleichbare Ergebnisse zu erzielen bzw. um Berechnungsansätze kalibrieren zu können.
- Die Verwendung von ausgewählten Versuchsserien, um eine Verifizierung und Kalibrierung von Steinschlagprogrammen (in Form von Rückrechnungen) durchführen zu können. In diesem Zusammenhang wurden die Ergebnisse dieser Untersuchungen dazu verwendet, um in einer Kooperation mit der University of British Columbia, Vancouver (Canada) den von HUNGER (2014) entwickelten Berechnungsansatz PIERRE für Tagbauböschungen zu adaptieren und in das von PREH (2015) entwickelte Steinschlagprogramm THROW zu implementieren (PREH et al. 2017).

6.1.1. Versuchsdurchführung

Vorrangiges Ziel der Fallversuche war es vor allem **Worst-Case-Szenarien** zu untersuchen, also die Ermittlung der Verteilung der Reichweiten von Sturzprozessen (Auftreff- und Ausrolldistanzen) unter Zugrundelegung der ungünstigsten Verhältnisse. Dies erfolgte, indem Blöcke (insgesamt 970) von Böschungsoberkanten über eine Reihe von Versuchsanordnungen mit unterschiedlichen Böschungshöhen (8 bis 75 m), Böschungsformen (konvex, eben, konkav), Blockmassen und Blockformen, Blöcke unterschiedlicher Lithologietypen sowie über Versuchsanordnungen mit verschiedenartigen Untergrundeigenschaft (Felsböschung, Hauwerkfächer, Etagen mit eine Auflage aus kompaktiertem und gebrochenem Fels) abgestürzt wurden.

Untersuchungsschwerpunkt waren Einzelböschungen mit einer Höhe von 8 bis 30 m und einer Neigung von 53° bis 71°. Weiters wurden Böschungssysteme (bestehend aus bis zu 3 Einzelböschungen), Hauwerksfächer (welche der Schwerkraftförderung dienten) mit einer Höhe von bis zu 75 m sowie eine im Zuge einer Sanierung durch Sprengarbeiten zum Abgehen gebrachte Felssturzmasse (Felssanierung Biratalwand) untersucht. Ein nachfolgender Schwerpunkt war, die Wirkungsweise und eine geeignete Dimensionierung von Sicherungsmaßnahmen zur Reduktion von Ausrolldistanzen zu untersuchen. Hierbei wurden Anschüttungen mit dämpfender Wirkung im Auftreff- und Ausrollraum und unterschiedliche Typen von Schutzwällen getestet.

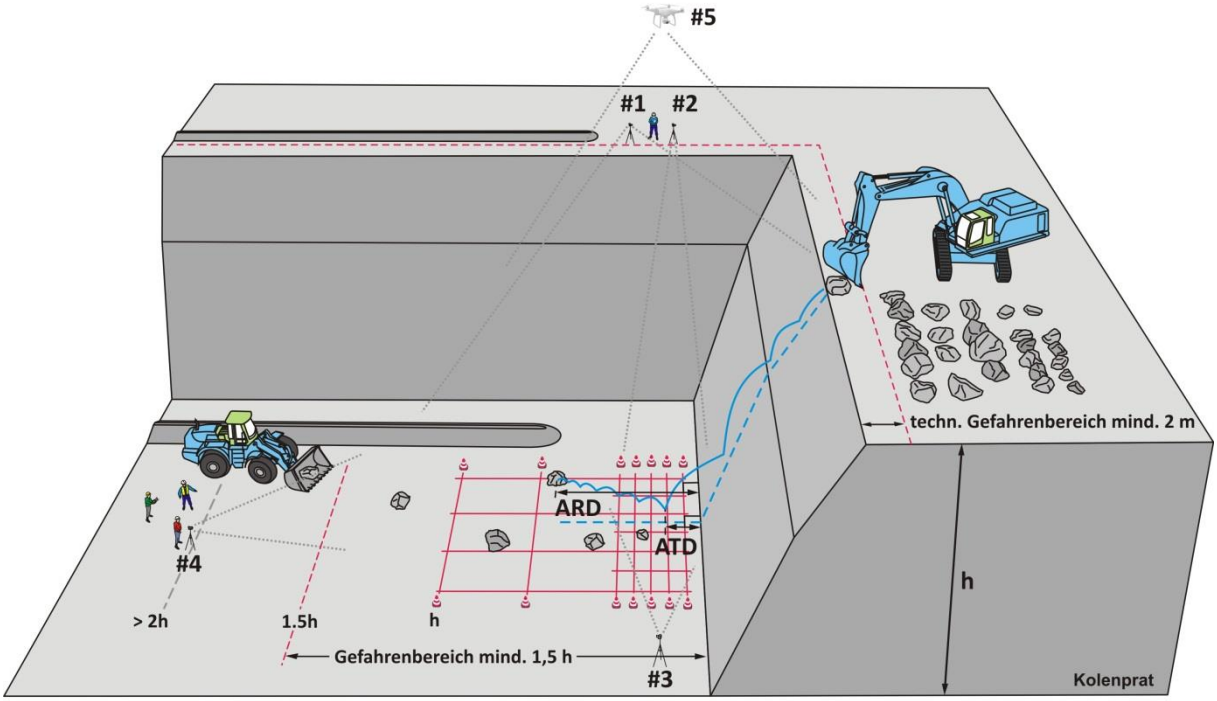


Abbildung 6.4: Standardversuchsanordnung für Fallversuche zur Ermittlung von Reichweiten von Einzelblöcken (Auftreffdistanzen – ATD, Ausrolldistanzen – ARD, Böschungshöhe - h).

Abbildung 6.5: Beispiel für eine Versuchsanordnung (Versuchsserie Hengl IV-1)

Für die Versuche wurden Böschungen gewählt, welche eine seitliche Einsicht erlaubten (vergleichbar den in den Abbildungen 6.4 und 6.5 dargestellten Situationen) und deren Auffangraum bzw. Ausrollräume einer Breite vom mind. dem 1,5- bis zweifachen der Böschungshöhe hatte.

Die Dokumentation der Böschungsgeometrie, welche für die Erstellung von genauen Schnitten für die Analyse erforderlich war, wurde mit einem photogrammmetrischen System erstellt. Ein Beispiel für eine solche Aufnahme bzw. eine daraus erstellter Schnitt ist den Abbildungen 6.20 und 6.21 zu entnehmen.

Aufgrund der Vorgabe Worst-Case-Szenarien zu untersuchen und unter der Annahme, dass rundliche Blöcke (welche von der Böschungsoberkante abgestürzt werden) maximale Ausrolldistanzen haben, wurde versucht vor allem rundliche bzw. **isometrische Blockformen** zu verwenden (Beispiele für Blöcke siehe Abbildung 6.6) . Die Vorselektion der Blöcke wurde per Augenschein durchgeführt. Die Dokumentation und Klassifizierung der Blockformen und deren Kugeligkeit erfolgte durch die Messung der Achsenlängen (A, B, C). Eine darüberhinausgehende bzw. ergänzende Klassifizierung der Blöcke nach dem Rundungsgrad (etwa: sehr eckig, eckig, eckig mit beginnender Kantenrundung, angerundet, gerundet, rund) erfolgte nicht.

Abbildung 6.6: Beispiele für Blöcke, wobei der Block des rechten Bildes für die Verfolgung der Bahnkurven mittels Videoanalyse speziell markiert wurde.

Ein Plotten aller Blöcke entsprechend ihrer Achsenlängen in ein Kornformendiagramm nach ZINGG (1935) zeigt (siehe Abbildung 6.7), dass 65 % der Blöcke der Kornformenklasse isometrisch zugeordnet werden konnten. Zu betonen ist, dass die größten Ausrolldisanzen von stark isometrischen Blöcken erreicht wurden (von durch Exfoliation gebildeten kugeligen Blöcken). In einigen Versuchen wurde auch der Einfluss einer nicht isometrischen Blockform auf die Sturzmechanismen und die ATD und ARD getestet. Die hierbei abgeworfenen tafeligen und flachstengeligen Blöcke erreichten erwartungsgemäß geringere Reichweiten.

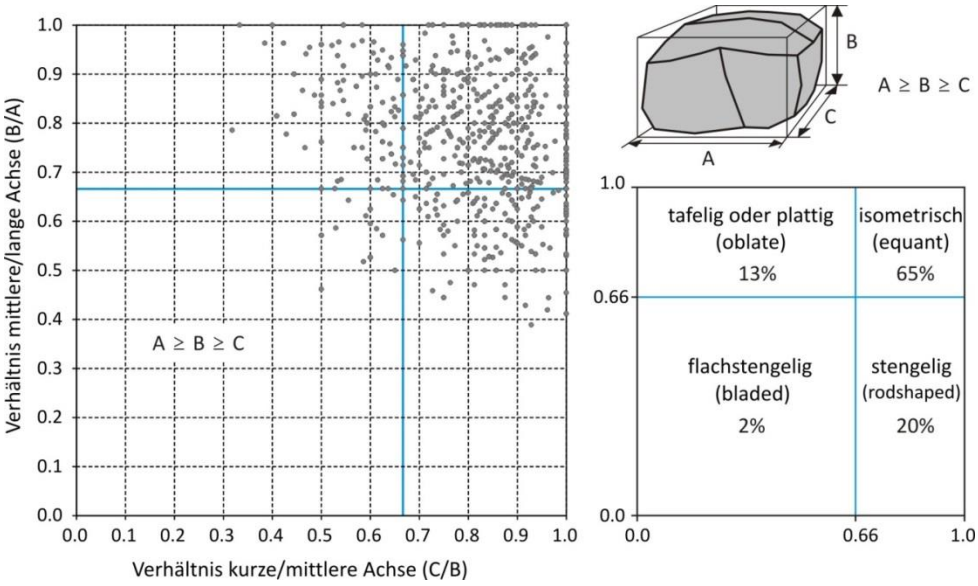


Abbildung 6.7: Darstellung der Achsenverhältnisse aller bei den Versuchen verwendeten Blöcke in einem Kornformendiagramm

Bei der **Wahl der Blockmassen** bzw. der **Verteilung der Blockmassen** wurden bei den einzelnen Versuchen teilweise unterschiedliche Ziele verfolgt. Unter der Annahme, dass große Blockmassen höhere ARD bewirken bzw. kleine Blockmassen zu einer größeren ATD führen können, wurden im Regelfall versucht Blockmassen entsprechend der maximalen Kluftkörpergröße auszuwählen (Worst-Case-Szenarien) und diese mit einer Auswahl von kleineren Massen zu ergänzen. Hierzu wurden die in den Tagbauen zur Verfügung gestandenen Wasserbausteine verwendet, da diese in vielen Fällen den max. Kluftkörpergrößen entsprachen. Überdies stellen Wasserbausteine im Regelfall „Härtlinge“ dar und fraktionieren daher nur im geringen Ausmaß während der Versuche. Die insgesamt 890 abgeworfenen Blöcke hatten eine durchschnittliche Modellmasse von 1100 kg und variierten hierbei zwischen 2 kg und 44 t (der Begriff Modellmasse wird nachstehend erläutert). In jenen Fällen bei denen der Einfluss der Blockmassen auf die Reichweiten genauer untersucht wurde, wurde eine Gleichverteilung der Massen angestrebt. Hierbei wurden die Blöcke in Klassen in 100 kg-Schritten eingeteilt, wobei sich in jeder Klasse die gleiche Anzahl von Blöcken befand. Anzumerken ist, dass die Herstellung einer solchen Versuchsanordnung sehr aufwendig ist und insbesondere eine genaue Ermittlung der Massen erfordert.

Den Abbildungen 6.8 und 6.9 sind die Verteilungen der Modellmassen (in 100 kg-Klassen) jener Blöcke zu entnehmen, welche im Kapitel 6.1.2. für die Analyse der ATD und ARD verwendet werden.

Die **Ermittlung der Blockmassen** erfolgte auf folgende Arten:

- Berechnung einer Modellmasse aufgrund der gemessenen Achsenlängen der Blöcke
- Abwiegen der Blöcke mittels Radladerschaufelwaage
- Ermittlung der Blockmassen mittels Kranwaage
- Ermittlung der Massen mittels Personenwaage bei Kleinstblöcken

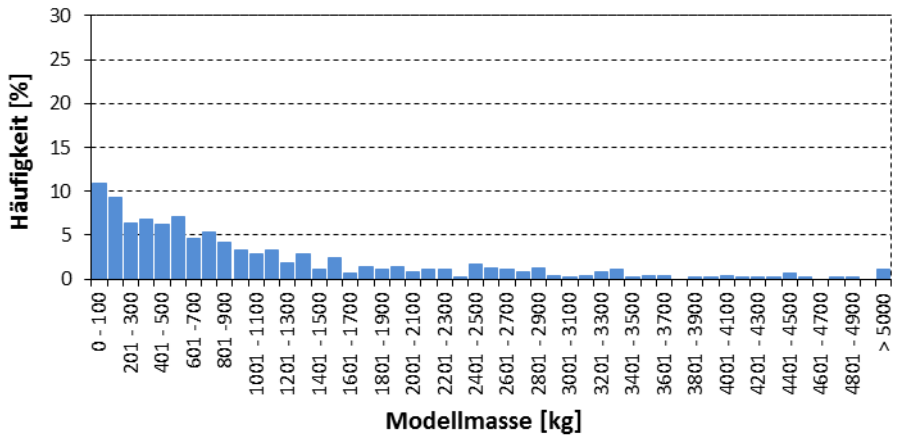


Abbildung 6.8: Verteilung der Modellmassen jener Blöcke (n=484), welche für die Analyse der Auftreffdistanzen verwendet wurden (∅ = 1060 kg).

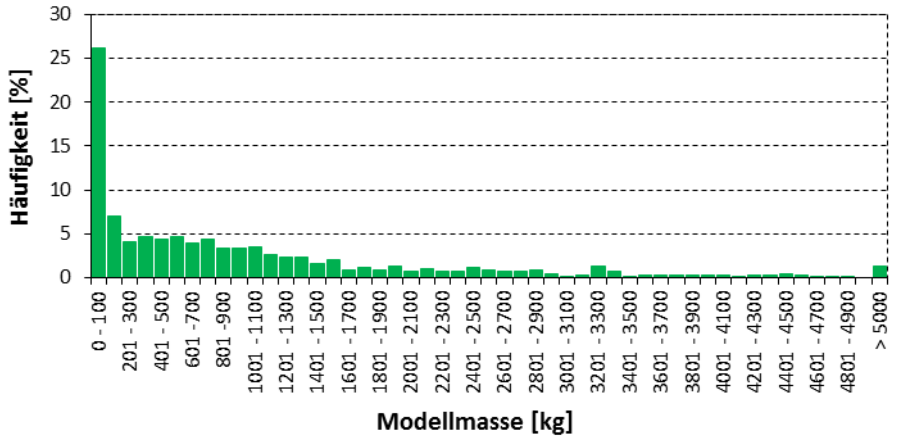


Abbildung 6.9: Verteilung der Modellmassen jener Blöcke (n=646), welche für die Analyse der Ausrolldistanzen dienten (∅ = 940 kg).

Da vor allem Blöcke mit isometrischer Form untersucht wurden, wurde angenommen, dass sich die Blockvolumina durch das Volumen eines triaxialen Ellipsoides annähern lassen. Zu diesem Zweck wurden die Achsenlängen *A*, *B* und *C* der Blöcke auf ca. 5 cm genau gemessen und mit Hilfe einer für die jeweilige Gesteinstype bekannten durchschnittlichen Dichte (ρ) eine Masse errechnet, welche als **Modellmasse** bezeichnet wird ($m = \pi \cdot ABC/6 \cdot \rho$). Diese Form der Massenermittlung erfolgte bei allen Versuchen, da die Aufnahme der Achsenlängen auch für die Bestimmung der Blockform bzw. deren Kugeligkeit erforderlich war. In den Versuchen, in denen keine Waagen zur Verfügung standen, stellte diese Vorgangsweise die einzige Informationsquelle bezüglich der Blockmassen dar. Der Vorteil dieser Vorgangsweise ist, dass eine Ermittlung ohne aufwendige Hilfsmittel (nur mittels Maßband) und vor allem rasch erfolgen kann. Auch erwies sich diese Vorgehensweise für eine Vorselektion der Blöcke bei nachfolgendem Messen der Masse mittels Radladerschaufelwaage oder Kranwaage als praktikabel, um z.B. von vorn herein durch eine geeignte Vorauswahl von Blöcken eine bestimmte Verteilung der Massen (beispielsweise zur Schaffung einer Versuchsserie mit einer Gleichverteilung der Blockmassen) rascher zu erhalten. Der Nachteil ist (wie nachstehend noch genauer erläutert wird) die in manchen Fällen festgestellte starke Abweichung der Modellmassen von den mittels Wägung ermittelten Blockmassen, sodass die Werte für die Modellmasse nur eingeschränkt Aussagen zum Einfluss der Masse auf die Sturzmechanismen und in weitere Folge auf die ATD und ARD erlauben.

Eine weitere Möglichkeit zur Massenermittlung, welche in einer Reihe von Fällen zur Anwendung kam, war das Wiegen mittels mobiler Wiegesysteme für Radlader, sogenannten **Radladerschaufelwaagen**. Bei diesen werden die Blöcke in der Radladerschaufel aufgenommen. Die Ermittlung der Blockmasse erfolgt dann über die Messung des Hydraulikdrucks in der Hebevorrichtung (im angehobenen und beladenen Zustand). Da die Eichwerte bzw. die digitalen Schritte bei den verwendeten Waagen 50 kg betrugen, war der relative Fehler bei Blöcken mit kleinen Massen (insbesondere bei Blöcken, welche unter der Mindestlast des zulässigen Messbereich der jeweiligen Waagen lagen) groß. Der Vorteil von Radladerschaufelwaagen liegt darin, dass die Gewichtsbestimmung der Blöcke bereits im Zuge des Aussortierens der Blöcke erfolgen kann. Erfolgt eine Vorsortierung mittels Berechnung der Modellmassen, so kann der Zeitaufwand weiter optimiert werden. Wie nachstehend noch erläutert wird, ergibt diese Vorgangsweise ausreichend genaue Messwerte, um Abhängigkeiten bzw. den Einfluss der Masse auf Reichweiten zu analysieren.

Abbildung 6.10: Hänge- bzw. Kranwaage mit Lastaufnahmeeinrichtung

Im Zuge der Versuche wurde versucht, immer wieder Verbesserungen und Optimierungen vorzunehmen. Hinsichtlich der Massenermittlung bestand der Bedarf diese exakter durchzuführen, um insbesondere die Qualität der bis dato ermittelten Modellmassen und Messungen mit Radladerschaufelwaagen zu verifizieren. Aus diesem Grund erfolgte das Wiegen der Blöcke mittels einer **Hänge- bzw. Kranwaage**. Bei dieser Art von Waagen sind die Eichwerte sehr klein und diese somit für geringe Massen geeignet. Hersteller geben hier oft keine Mindestlasten und somit Wägebereiche ab 0 kg an bzw. werden die Messfehler im Bereich von 0,03 und 0,1 % beziffert. Bei den Messungen werden die Kranwaagen zwischen ein Tragmittel (einem Haken auf einer Bagger- oder Radladerschaufel) und einem Anschlagmittel (Ketten, Hebebänder, Hebegurte) bzw. ein Lastaufnahmemittel gehängt. Für die Versuche wurde von DI SMÖCH der Fa. Hengl ein spezielles Lastaufnahmemittel konzipiert. Als Lastaufnahmemittel wurde hierbei eine quadratische Plattform aus Stahlprofilen mit einer Holzauflage verwendet, welche über Ketten mit der Kranwaage verbunden wurde (siehe Abbildung 6.10). Der Vorteile dieser Konstruktion lag in der Widerstandsfähigkeit, da Gurte und Ketten den Belastungen beim Anheben und Manipulieren auf

Dauer nicht Stand halten. Zum Auflegen der Blöcke auf die Plattform sollte jedoch ein Bagger mit einem Zangengreifer zu Verfügung stehen. Dadurch werden auch Gefahren und Probleme beim Anschlagen (wie sich diese etwa beim Anschlagen mittels Gurte oder Ketten ergeben) vermieden. Zu betonen ist, dass diese Vorgangsweise zur Ermittlung der Blockmassen in Hinblick auf das technische Equipment aufwendig ist (Vorhandensein eines Hydraulikbaggers mit Lasthaken bzw. eines Greifers sowie Vorhandensein diverser Anschlag- und Lastaufnahmemittel und einer geeichten bzw. eichfähigen Hängewaage), jedoch die exakteste Weise der Massenermittlung darstellt. Der zeitliche Aufwand ist im Vergleich zur Messungen mit einer Radladerschaufelwaage etwas erhöht. Eine weitere exakte Ermittlung von Blockmassen erfolgte mittels **Personenwaage** bei Kleinstblöcken mit einer Masse bis max. 70 kg.

Um die Qualität der Messwerte, welche mit den voranstehend angeführten Vorgangsweisen erhalten werden, zu verifizieren, wurde im Rahmen einer Versuchsserie die Masse von 65 Blöcken mit Massen zwischen 4 bis 4720 kg auf die vier angeführten Weisen ermittelt und miteinander verglichen. Die Ergebnisse dieses Vergleichs werden in Abbildungen 6.11 und 6.12 wiedergegeben. Die jeweils links stehenden Grafiken zeigen eine Gegenüberstellung der jeweiligen Blockmassen. Zur Verdeutlichung inwieweit die ermittelten Massen ident sind, wurden in die Grafiken Geraden mit einer Steigung von 1 eingetragen. Die jeweils rechts stehen Grafiken der Abbildungen geben die relative Abweichung der Messwerte im Vergleich zu den mittels Kranwaage gemessenen Massen wieder.

Bei den durch Abwiegen mittels Radladerschaufelwaage und Kranwaage erhaltenden Werten zeigt sich eine gute Übereinstimmung (Abbildung 6.11). Die durchschnittliche Abweichung lag bei dieser Probe bzw. bei den vorhandenen Waagen bei 0,4 % bzw. die Standardabweichung bei 4 %. Lediglich bei geringen Massen (< 400 kg) ergaben sich aufgrund der digitalen Schritte der Waagen von 50 kg größere relative Fehler von ±10 % (wobei Blöcke < 100 kg nicht mittels Radladerschaufelwaage gemessen wurden). Bezüglich der praktischen Anwendung ist festzustellen, dass Kranwaagen die erste Wahl darstellen, jedoch auch Radladerschaufelwaage mit digitalen Schritten von 50 kg ausreichend genaue Messwerte wiedergeben, sofern keine Messungen unterhalb der Mindestlasten des Wiegebereichs erfolgen (und z.B. hierfür Personenwaagen zum Einsatz kommen).

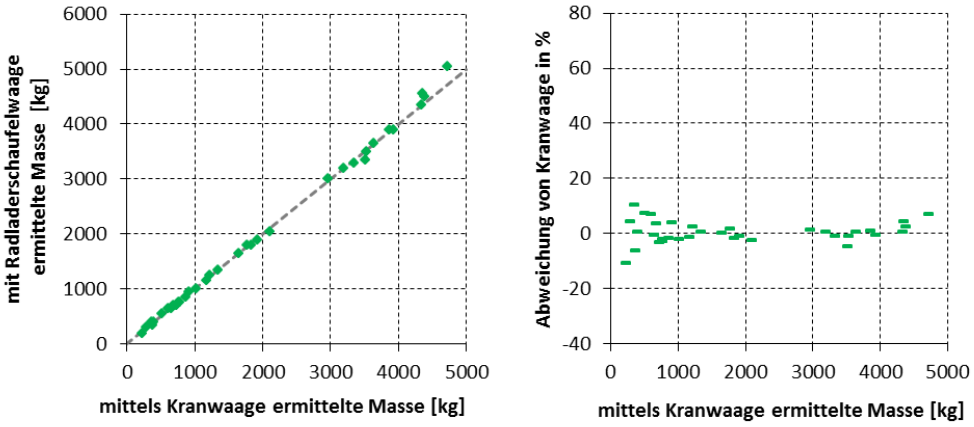


Abbildung 6.11: Vergleich der Werte, welche aufgrund des Abwiegens mittels Radladerschaufelwaage, und jenen, welche durch Kranwaage ermittelt wurden.

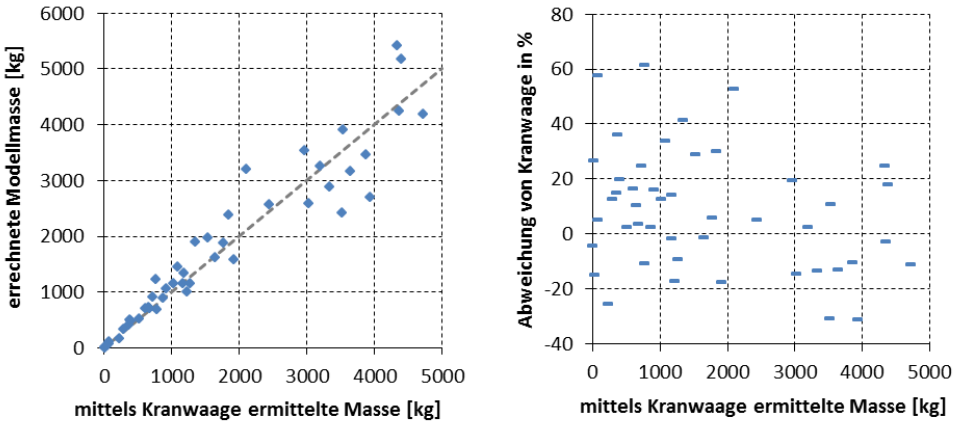


Abbildung 6.12: Vergleich der Werte, welche aufgrund einer errechneten Modellmasse, und jenen, welche durch Abwiegen der Blockmassen mittels Kranwaage ermittelt wurden.

Bei den aufgrund der Messung von Achsenlängen und der Annahme einer durchschnittlichen Gesteinsdichte ermittelten Massen (Modellmassen) ergab sich in manchen Fällen eine starke Abweichung zu den mittels Wägung ermittelt Blockmassen (Abbildung 6.12). Die durchschnittliche Abweichung betrug 8,2 % (das heißt, die errechneten Modellmassenwerte waren in diesem Fall tendenziell höher als die Wiegewerte), jedoch ergaben sich Abweichungen der errechneten Werten gegenüber den Kranwaagenwerten von bis zu -31 % und 61 % bzw. eine Standardabweichung von 22 %. Dies verdeutlicht, dass die errechneten Modellmassen nur eingeschränkt verwendbar sind und Aussagen zum Einfluss der Masse auf die Sturzmechanismen und in weitere Folge auf die Auftreffdistanz und Ausrolldistanz bei Verwendung dieser Werte nur begrenzt möglich sind.

Bei den Versuchen erfolgte ein langsames **Abschieben der Versuchsblöcke von der Böschungsoberkante**, um ein initiales Rollen zu vermeiden (ein rasches Abschieben oder gar Abwerfen aus einer geringen Höhe erfolgte nicht). Es zeigt sich, dass sich diese Vorgaben am besten mit Tieflöffelbaggern (mit Tieflöffelschaufel oder Zweizangengreifern) bewerkstelligen ließen, welche gegenüber den ebenfalls verwendeten Radladern überdies ein genaueres Abwerfen von vorgegebenen Punkten ermöglichten. Das Abschieben erfolge je nach Versuchsziel, entweder als punktuelles Abschieben der Blöcke (von einer oder mehrerer Stellen an der Böschungsoberkante) oder durch Abschieben einer auf kurzen Strecke gleichmäßig verteilten Serie von Blöcken.

Zur **Vermeidung von Block-Block-Interaktionen** (Ziel war es ein weitgehend unbehindertes Ausrollen zu ermöglichen) erfolgte im Regelfall nach 5 Abwürfen ein Beseitigen der Versuchsblöcke sowie ein Säubern des Böschungsfußes von ausgelöstem Steinfallmaterial und die Wiederherstellung eines ebenen Auffangraumes. Für diese Tätigkeit eignen sich am besten Radlader, da diese am schnellsten die Blöcke beseitigen können und bei der Wiederherstellung der Auffangräume die mit Signalfarben aufgesprühten Raster am wenigsten in Mitleidenschaft zogen. Eine weitere Möglichkeit Block-Block-Interaktionen zu vermeiden, bestand im Abstürzen der Blöcke im geringen Abstand zueinander und das Vermeiden von Abstürzen von ein und demselben Punkt, da Blöcke meist einer ähnlichen Sturzbahn folgen. Trotz dieser Maßnahmen kam es bei etwa 8 % der Versuche zu Block-Block-Kollisionen, deren ARD nicht gewertet wurden. Bei der Planung von Versuchen, bei welchen eine bestimmte Anzahl von abgestürzten Blöcken angestrebt wird, ist daher eine größere Anzahl von Blöcken (etwa entsprechend diesem Verhältnis) einzuplanen.

Die **Dokumentation der Sturzprozesse** erfolgte mit mehreren HD-Videokameras. Im Laufe der Versuche wurden die Anzahl der Kameras erhöht bzw. Kameras durch Modelle mit immer höherer Auflösung und Bildrate ersetzt. Für eine ausreichende Dokumentation zeigten sich folgende Kamerapositionen als erforderlich:

- seitlich stehende Kamera mit Blickrichtung orthogonal zur Sturzbahn in erhöhter Position, welche den gesamten Sturzprozess dokumentiert und der Quantifizierung der Trajektorien und der Bewegungsmechanismen dient (#1 in Abbildung 6.4),
- seitlich stehende Kamera mit Blickrichtung orthogonal zur Sturzbahn in erhöhter Position, welche den Auftreffbereich der Blöcke erfasst und der Bestimmung der ATD dient (#2),
- seitliche Kamera mit Blickrichtung orthogonal zur Sturzbahn auf dem Planum, welche zusätzlich den Auftreffbereich der Blöcke aus kurzer Distanz erfasst und der Bestimmung der ATD dient (#3),
- frontal stehende Kamera mit Blickrichtung parallel zur Sturzbahn (in Blickrichtung zu den herannahenden Blöcken) auf dem Planum, welche den gesamten Sturzprozess verfolgt und Abweichungen von der theoretischen Falllinie der Blöcke dokumentiert oder welche nur den Auftreffbereich erfasst und somit zusätzlich die Sprunghöhe der Blöcke am Planum dokumentiert (#4),
- Drohnenkamera mit einer Flugposition über den Auftreffpunkten der Blöcke, welche zusätzlich der Bestimmung der Auftreffpunkte als auch zur Bestimmung der von den Blöcken im Auffangraum zurückgelegten Wegstrecke dient (#5 in Abbildung 6.4).

Die Ermittlung der **Reichweiten** von Einzelblöcken erfolgte in folgender Weise:

Die **Ausrolldistanz (ARD)** ist die orthogonal auf das Streichen der Böschung stehende Strecke zwischen dem Böschungsfuß und dem Blockmittelpunkt der Endlage des abgestürzten Blockes. Diese wurde vorrangig mittels Maßband ermittelt, wobei eine Messgenauigkeit von 10 bis 20 cm angestrebt wurde. In diesem Zusammenhang ist auf den Unterschied zwischen der ARD und der tatsächlich von einem ausrollenden Block zurückgelegte Wegstrecke hinzuweisen. Bei letztere kann wiederum zwischen der Länge der Bahnkurve (Trajektorie) und der Strecke, der auf den Untergrund projizierten Bahnkurve, unterschieden werden (siehe hierzu Abbildung 6.13). Im Gegensatz zur tatsächlich zurückgelegten Wegstrecke ist die ARD jedoch die für die Festlegung der tagbauspezifischen Gefahrenbereiche relevante Distanz und überdies leicht und eindeutig zu ermitteln.

Addiert man zur ARD die Hälfe der größten Achsenlänge des abgestürzten Blockes (**ARD + A/2**), so erhält man jenen Wert, welcher in die Bestimmung des Ausmaß der tagbauspezifischen Gefahrenbereiche ($GB_{UK\text{-}AN}$) eingeht. Hinzuweisen ist, dass die Distanz zwischen Böschungsfuß und dem am weitest entfernten Punkt des Blockes bei den Versuchen nicht messtechnisch ermittelt wurde, da bei einer gleichbleibenden Lage des Blockmittelpunktes sich aufgrund der zufälligen Endlage des Blockes verschiedenste Werte ergeben können. Die Bestimmung der ARD über den Blockmittelpunkt und der größten Halbachse ist somit ein eindeutigeres Maß. Überdies korrespondiert diese Vorgangsweise mit der nachstehend dargestellten Bestimmung der Auftreffdistanz (ATD und ATD + A/2).

Bezüglich der Analysen der Reichweiten ist festzuhalten, dass nur jene Werte für die ARD gewertet wurden, bei welchen die Blöcke ungehindert (ohne Block-Block-Interaktionen) die Endlagen erreichen konnten. Bei Blöcken, welche während des Sturzprozesses fraktionierten, wurde zwar die ARD aller Komponenten bestimmt, jedoch nur die Komponente mit der größten ARD gewertet. Von den 890 durchgeführt Versuchen konnten nur 646 für die Analyse der maximalen ARD herangezogen werden. Dies ergab sich einerseits aus den oben genannten Gründen und andererseits aus dem Umstand, dass eine Reihe von Versuchsanordnungen dem Test von Sicherungsmaßnahmen zur Eindämmung der Ausrolldistanzen diente (z.B. in Form von Anschüttungen mit dämpfender Wirkung - bei diesen konnten nur die ATD gewertet werden).

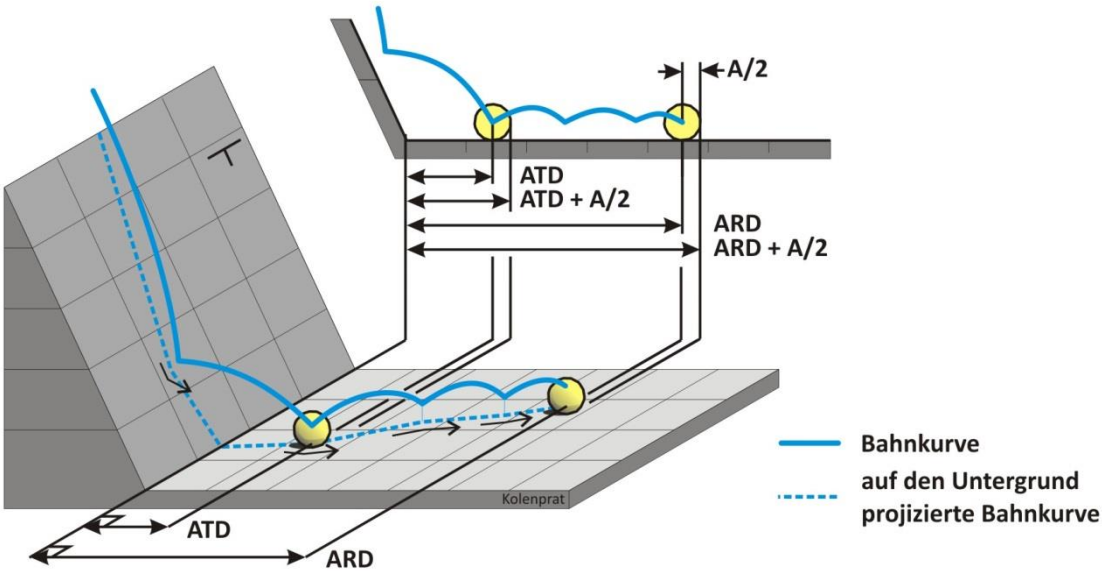


Abbildung 6.13: Reichweiten von Einzelblöcken; ATD - Auftreffdistanz, ARD - Ausrolldistanz, A/2 - Länge der größten Halbachse des Blockes.

Die **Auftreffdistanz (ATD)** ist die orthogonal auf das Streichen der Böschung stehende Strecke zwischen dem Böschungsfuß und dem Blockmittelpunkt des auftreffenden Blockes. Diese Distanz wurde aus den Videoanalysen ermittelt. Zur Bestimmung wurde bei allen Versuchsanordnungen am Böschungsfuß eine Schar von parallel zum Böschungsfuß verlaufenden Linien (in speziellen Fällen auch ein Raster aus parallel und senkrecht zum Böschungsfuß verlaufenden Linien) mit Sprühfarbe hergestellt. Aufgrund der Unregelmäßigkeiten im Böschungsverlauf ergab dies nur im Idealfall einen annähernd regelmäßigen Verlauf der Linien bzw. ein orthogonales Raster (siehe Abbildung 6.14). Die parallel zum Böschungsfuß verlaufenden Linien wurden bis zu einem Abstand von etwa 25 % zur Böschungshöhe im Meterabstand und anschließend in Abständen von 5 m hergestellt (letztere Linien dienten der Ermittlung der ARD mittels Maßband, um von diesen aus zu messen und um somit eine zu weite mit Gefährdung verbundene Annäherung an den Böschungsfuß zu vermeiden). Bei der Ermittlung der ATD wurde eine Messgenauigkeit von 25 cm angestrebt.

Addiert man zum Wert der ATD die größten Halbachsenlänge des abgestürzten Blockes (**ATD + A/2**), so wird wiederum jener Wert erhalten, welcher in die Bestimmung des Ausmaß der tagbauspezifischen Gefahrenbereiche ($GB_{UK\text{-}AM}$) eingeht.

Abbildung 6.14: Sturzprozess (Versuchsanordnung Hengl IV, Block 4_21_(50) mit ATD = 1,5 m und ARD = 10,6 m) dokumentiert mittels Drohnenkamera (großes Bild, Aufnahme D. Grebenstein). Mit Sprühfarbe hergestellte Linienschar parallel zum Böschungsverlauf aus Sicht der Drohnenkamera (kleines Bild links oben). Dokumentation des Einschlags mittels seitlich positionierter Kamera (kleines Bild rechts unten).

Hinsichtlich der Ermittlung ist festzuhalten, dass die Bestimmung der exakten ATD in einer Reihe von Fällen mit Schwierigkeiten verbunden war. Für eine exakte Bestimmung der Auftreffpunkte ist einerseits eine geeignete Positionierung der Kameras (im entsprechenden Abstand und Blickwinkel) erforderlich und andererseits sind die für die Videoanalyse erforderlichen Referenzlinien ständig verfügbar zu halten (welche etwa beim Beseitigen der Versuchsblöcke zur Vermeidung von Block-Block-Kollisionen oder beim Säubern des Böschungsfußes laufend in Mitleidenschaft gezogen werden). Hinzukommt, dass sich die Brauchbarkeit der Aufnahmen oft erst im Nachhinein bei den Videoanalysen feststellen ließ. Im Laufe der Versuche wurde durch eine erhöhte Kameraanzahl in verschiedenen Positionen bzw. einer Drohnenkamera eine bessere Ausbeute erzielt. Bei Blöcken, welche während der Sturzprozesses in der Felsböschung fraktionierten, wurde die größte ATD der einzelnen Komponenten gewertet.

Da bei den Videoanalysen nur jene ermittelten Auftreffdistanzen gewertet wurden, welche eine zweifelsfreie und entsprechend genaue Festlegung der Auftreffpunkte ermöglichte, ergab sich, dass von den 980 durchgeführten Versuchen nur 464 für die Analyse der maximalen ATD herangezogen werden konnten.

6.1.2. Ergebnisse der Fallversuche

Die Versuche zeigten, dass aufgrund der Vielzahl von Einflussfaktoren (Blockmasse, Blockform, Gesteinsart und –festigkeit, Böschungshöhe bzw. Fallhöhe, Böschungsneigung, Böschungsform, Rauigkeit und Restitution der Untergrundes - Felsböschung, Etage) der genaue Einfluss der einzelnen Parameter auf den Bewegungsablauf, auf die Bewegungszustände (freier Fall, Springen, Gleiten und Rollen) und schlussendlich auf die Reichweiten (ATD und ARD von Blöcken) nur schwer empirisch ermittelt werden kann. Zwar wurde durch spezielle Versuchsanordnungen versucht, den Einfluss einzelner Parameter (wie etwa jenen der Blockmasse) zu verifizieren, jedoch ergaben diese Versuche keine eindeutigen Ergebnisse, da der Einfluss der unterschiedlichen Faktoren die Ergebnisse überlagert und für den zu untersuchenden Parameter keine charakteristischen Aussagen getroffen werden können. Beispielsweise führt das mehrmalige Abschieben des gleichen Blockes (also das Abschieben der gleichen Masse und Blockform) zu unterschiedlichen Reichweiten, da ein unregelmäßig geformter Block nie in der gleichen Weise abgeschoben werden kann und nie exakt die gleiche Sturzbahn nimmt.

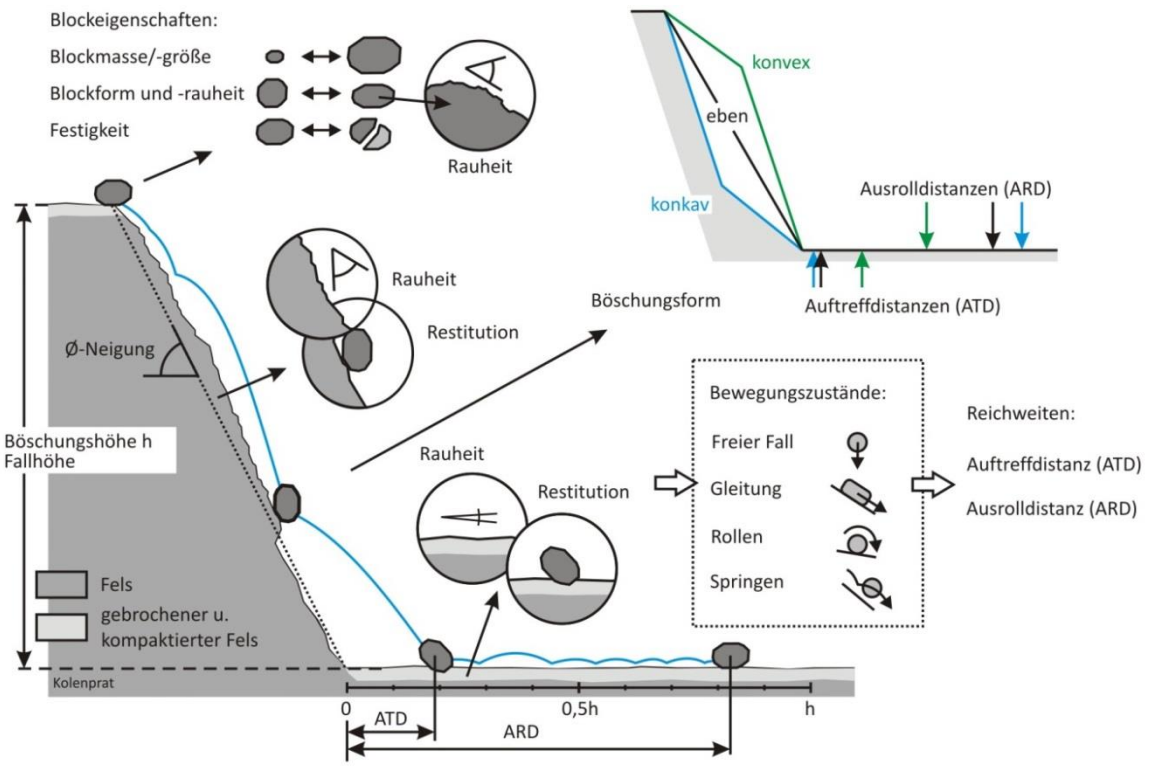


Abbildung 6.15: Schematische Darstellung der verschiedenen Einflussfaktoren bei Sturzprozessen auf die Reichweiten von Einzelblöcken.

Folgende **allgemeine Beobachtungen** können jedoch auf Grund der Versuche feststellt werden:

- je größer die Böschungshöhe bzw. die Fallhöhe, desto größer sind die durchschnittlichen Auftreff- und Ausrolldistanzen,
- größere Böschungshöhen bzw. Fallhöhen führen zu einer größeren Streuung der ATD und ARD,

- steile oder überhängende Böschungen sowie Böschungen mit konvexer Form zeigen im Vergleich zu flacher geneigten Böschungen oder Böschungen mit konkaver Form größere A Auftreffdistanzen aber geringere Ausrolldistanzen,
- flacher geneigte Böschungen oder Böschungen mit konkaver Form erzeugen geringe Auftreffdistanzen nahe dem Böschungsfuß und große variable Ausrolldistanzen,
- Springen stellt den dominanten Bewegungsmechanismus dar, Rollen tritt meist nur am Anfang und am Ende des Sturzprozesses auf, Gleiten kann initial auftreten,
- die Rauigkeit der Böschungen hat einen starken Einfluss auf den Bewegungsmechanismus des Springens und somit auf die ATD,
- große Sprunghöhen konnten generell nicht beobachtet werden,
- Blöcke mit einer höheren Masse zeigen im Vergleich zu leichten Blöcken eine niedrige Rückprallhöhe,
- Blöcke mit einer geringeren Masse zeigen im Vergleich zu schwereren Blöcken größere Auftreffdistanzen,
- Gesteinsart und -festigkeit beeinflussen nur untergeordnet den Sturzprozess, ausgenommen davon sind Fälle, bei denen eine starke Fragmentierung der Blöcke während des Sturzprozesses eintritt (Leithakalk, kataklastischer Hauptdolomit),
- Blöcke mit einem großen Volumen fraktionieren leichter als klein, da größere Blöcke im Regelfall eine größeren Anzahl mechanischer Schwachstellen (Trennflächen) aufweisen,
- ein starker Einfluss der Blockform auf den Ausrollprozess konnte nicht beobachtet werden (anzumerken ist aber, dass bei den Versuchen vor allem isometrische Blöcke und nur wenige stark tafelige und stengelige Blöcke getestet wurden),
- Blöcke mit tafeliger oder schwach stengeliger Form zeigten im Vergleich zu equidimensionalen Blöcken eine Tendenz zum verstärkten Springen und eine größere Streuung bei der ARD.

In den Abbildungen 6.16 und 6.17 sind die Auftreff- und Ausrolldistanzen der für die Auswertung herangezogenen Versuche an Felsböschungen dargestellt.

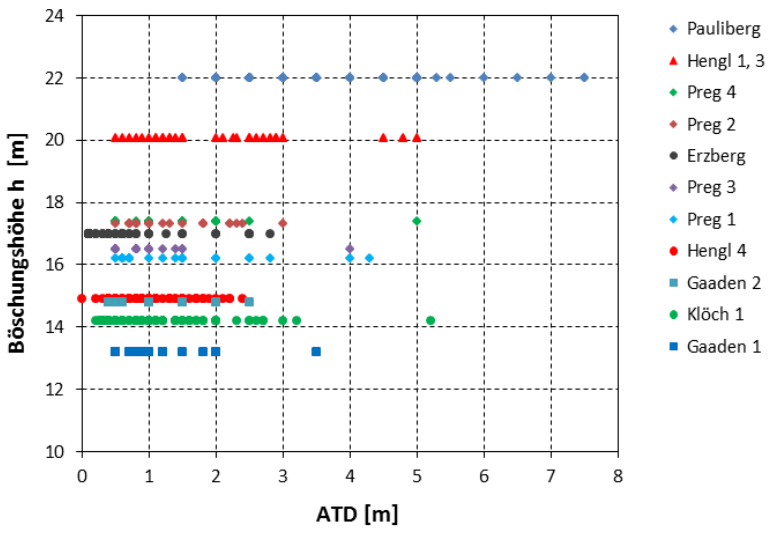


Abbildung 6.16: Auftreffdistanzen (ATD in Meter, n = 484), die bei den unterschiedlichen Versuchsanordnungen (Felseinzelböschungen mit einer Höhen von 13,5 bis 22 m und Neigungen zwischen 53° bis 74°) ermittelt wurden.

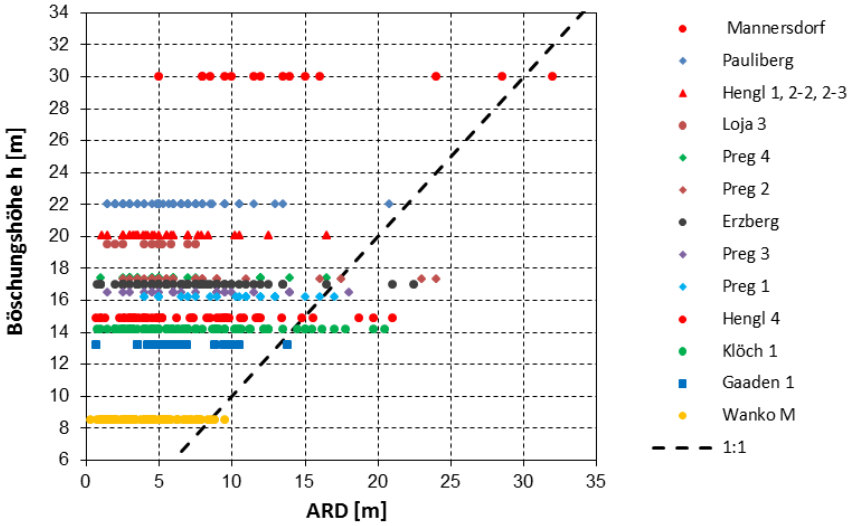


Abbildung 6.17: Ausrolldistanzen (ARD = Blockmittelpunkt der Endlage in Meter, n = 646), die bei den unterschiedlichen Versuchsanordnungen (Felseinzelböschungen mit 8 bis 30 m Höhe und 53° bis 74° Neigung) ermittelt wurden.

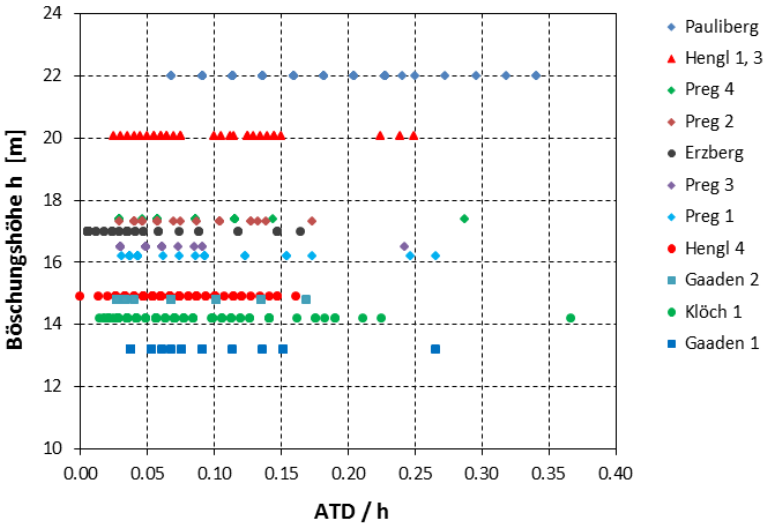


Abbildung 6.18: Auf die jeweiligen Böschungshöhen normierten Auftreffdistanzen (ATD/h, n = 484).

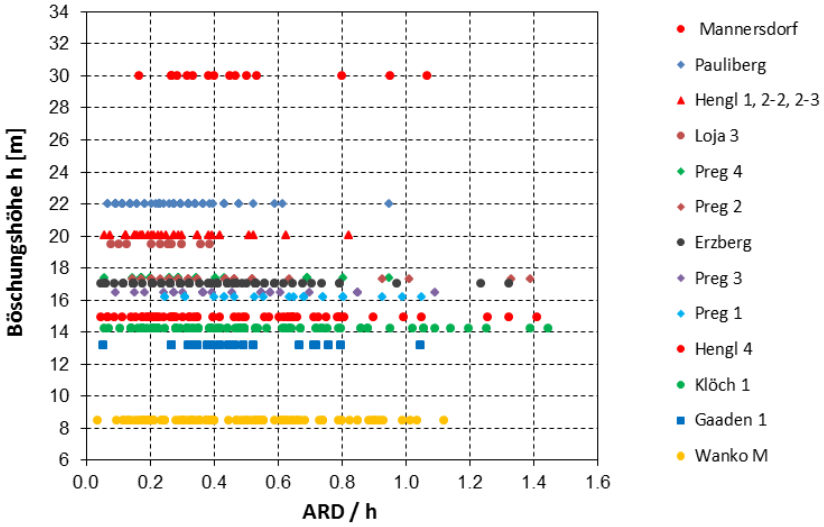


Abbildung 6.19: Auf die jeweiligen Böschungshöhen normierten Ausrolldistanzen (ARD/h, n = 646).

Um die Reichweiten der unterschiedlichen Versuche zumindest hinsichtlich der Böschungshöhen (h) vergleichbar zu machen, ist es erforderlich die Reichweitenwerte auf die jeweiligen Böschungshöhen zu normieren (ATD/h und $(ATD + A/2)/h$ bzw. ARD/h und $(ARD + A/2)/h$). Die Abbildungen 6.18 und 6.19 geben den Datensatz der Abbildungen 6.16 und 6.17 als auf die jeweiligen Böschungshöhen normierten Auftreff- und Ausrolldistanzen wieder.

Die Versuche an Felseinzelböschungen (mit Höhen von 13,5 bis 22 m und Neigungen zwischen 53° bis 74°) ergaben einen **Maximalwert für das Verhältnis von ATD zur Böschungshöhe** von $\boldsymbol{ATD/h = 0,366}$ bzw. $\boldsymbol{(ATD + A/2)/h = 0,380}$ (Versuchsserie Klöch I mit einer ATD von 5,2 m, bei einer Böschungshöhe von 14,2 m und einer durchschnittlich Böschungsneigung von 68°).

Die **maximale auf die Böschungshöhe normierte ARD** wurde (bei den Versuche an Felseinzelböschungen mit 8 bis 30 m Höhe und 53° bis 74° Neigung) mit $\boldsymbol{ARD/h = 1,444}$ bzw. $\boldsymbol{(ARD + A/2)/h = 1,465}$ erreicht (ebenfalls Versuchsserie Klöch I mit einer ARD von 20,5 m bzw. ARD+A/2 = 20,8 m).

	$\frac{ATD}{h}$	$\frac{(ATD + A/2)}{h}$	$\frac{ARD}{h}$	$\frac{(ARD + A/2)}{h}$
Maxima	0,366	0,380	1,444	1,465

Tabelle 6.1: Maximalwerte der festgestellten Reichweitenwerte normiert auf die jeweiligen Böschungshöhen

Zu betonen ist, dass diese Maximalwerte für auf die Böschungshöhen normierte Reichweiten (von **38 %** bzw. **147 % der Böschungshöhe**), welche sich aus der Summe aller Versuche an Felseinzelböschungen ergaben, nicht für die Festlegung der tagbauspezifischen Gefahrenbereiche (GB_{UK}) herangezogen werden sollten, da diese in Hinblick auf die Stichprobengröße seltene Ereignisse darstellten (Wahrscheinlichkeit $P < 0,01$) und zu einer Überbewertung des Ausmaßes von tagbauspezifischen Gefahrenbereichen durch Einzelblöcke führen würden. Diese Werte dokumentieren jedoch die bemerkenswert großen Reichweiten, die sich bei der Bandbreite an untersuchten Felseinzelböschungen ergeben können.

Für die Festlegung von tagbauspezifischen Gefahrenbereichen aufgrund von Reichweiten ist somit ein anderer Ansatz notwendig, nämlich jener über die **Bestimmung von Perzentilen**.

Ein Großteil der Versuche zeigte, dass die ermittelten Reichweitenwerte (ATD und ARD) bzw. die auf die jeweilige Böschungshöhe normierten Reichweitenwerten eine charakterliche Verteilung einnahmen. Wie nachstehend gezeigt wird, ließen sich diese Verteilungen der Reichweitenwerte mit Dichtefunktion approximieren, aus denen wiederum Perzentile (also Grenzen, die mit einer bestimmten Wahrscheinlichkeit nicht überschritten werden) bestimmt werden konnten.

Welches Perzentil gewählt wird, ist von einer Reihe von Faktoren abhängig (Aufwand-Nutzen-Abwägung). Bei der gegenständlichen Betrachtung sind dies im Wesentlichen die geforderte Sicherheit (bzw. vice versa die akzeptierbare Gefährdung) und die technischen Machbarkeit (bzw. die Umsetzbarkeit, der Aufwand) sowie ev. eine damit einhergehende Akzeptanz zur Umsetzung.

Vorgeschlagen wird, dass **für die Festlegung von tagbauspezifischen Gefahrenbereichen am Böschungsfuß durch Einzelblöcke** (**GB_{-UK-AM}** und **GB_{-UK-AM}**) das **0,95-Perzentil der Auftreff- und der Ausrolldistanzen** ($(ATD + A/2)/h$ und $(ARD + A/2)/h$) verwendet wird.

Ein 0,95-Perzentil bedeutet, dass max. 5 % der Ereignisse über dem Perzentilwert liegen. Das 0,95-Perzentil (P95) ist ein in der Statistik gebräuchlicher Referenzwert und stellt einen Kompromiss aus der geforderten Sicherheit (bzw. akzeptierbarer Gefährdung) und der technischen Machbarkeit dar. Aufgrund der nachstehenden Daten erscheint dieser Kompromiss bei den Reichweitenwerten des 0,95-Perzentilen gegeben zu sein.

In Hinblick auf eine ausreichende **Sicherheit** bzw. die akzeptierbare Gefährdung ist zu betonen, dass die Sicherheit insgesamt aber nicht alleine von diesem Perzentilwert für Reichweiten abhängig ist, sondern von einer Reihe weiterer Faktoren bestimmt wird. Die Wahrscheinlichkeit von einem Block getroffen zu werden, ergibt sich aus dem Produkt der Eintrittswahrscheinlichkeit, dass ein Steinfallereignis eintritt und den Wahrscheinlichkeiten, dass sich genau zu diesem Zeitpunkt eine Person (ein Schutzobjekt) im Auftreff- und Ausrollbereich dieses Steinfallereignisses befindet (also eine zeitliche und örtliche Koinzidenz gegeben ist). Da es sich hierbei um jeweils unabhängige Ereignisse handelt, kann (unter Annahme eines einfachen Modells) die Wahrscheinlichkeit von einem Block getroffen zu werden, als Produkt der Einzelwahrscheinlichkeiten ermittelt werden.

$$P_{insgesamt} = P_{Ablöseereignis} \cdot P_{\text{örtlich}} \cdot P_{zeitlich}$$

Aufgrund dieser bedingten Wahrscheinlichkeit zeigt sich, dass selbst wenn man sich genau zum Zeitpunkt eines Steinfallereignisses im Bereich des Ausrollpfades befindet, sich jedoch außerhalb des 0,95-Perzentilwerts aufhält, wird man trotz dieser zeitlichen und örtliche Koinzidenz von höchstens 5 % der möglicherweise abgehenden Blöcke gefährdet werden. Den Hauptanteil bei diesem Produkt machen die Aufenthaltsdauer und die Eintrittswahrscheinlichkeit des Ablöseereignisses aus.

Geht man von oben stehendem Produkt der voneinander unabhängigen Einzelwahrscheinlichkeiten aus und würde sich beispielsweise eine Person an 200 Arbeitstagen/Jahr mit 8 Stunden/Arbeitstag ständig am Böschungsfuß im Bereich der 0,95-Perzentile der ARD aufhalten und ist es möglich, dass sich auf jeden Laufmeter dieser Böschung in diesem Jahr ein Block lösen kann, so ist die Wahrscheinlichkeit, dass die Person in diesem Arbeitsjahr getroffen wird $1{,}67 \cdot 10^{-5}$.

Diese Überlegungen definieren somit den **tagbauspezifischen Gefahrenbereich durch Einzelblöcke** weiter: Für die Festlegung eines tagbauspezifischen Gefahrenbereich durch Einzelblöcke muss die Möglichkeit gegeben sein, dass sich Blöcke aus einem Böschungssegment lösen können und es muss eine zeitliche und örtliche Koinzidenz gegeben sein. Geht eine der Wahrscheinlichkeiten gegen Null (z.B. ist die Böschung perfekt von möglichem Steinfall gesäubert und somit kein Steinfall möglich), so ist kein Gefahrenbereich gegeben, selbst wenn sich eine Person zu einem beliebigen Zeitpunkt im theoretisch möglichen Auftreff- oder Ausrollbereich befindet.

Bezüglich der **technischen Machbarkeit** als Kriterium für die Wahl der 0,95-Perzentile erscheint es aufgrund der nachstehenden Daten, dass die für die 0,95-Perzentile ermittelten Werte für Reichweiten noch zu realistisch umsetzbaren und technisch machbaren tagbauspezifischen Gefahrenbereichen führen. Würde man eine weitere Erhöhung der Sicherheit in diesem

Zusammenhang anstreben, indem man anstelle des 0,95- ein 0,99-Perzentil wählt (also ein Verbesserung um 4 %), so würde dies, wie nachstehend gezeigt werden wird (Abbildung 6.34), eine überproportionale Vergrößerung des Perzentilwerte für die Reichweiten um etwa 50 % bedeuten und somit zu sehr großen tagbauspezifischen Gefahrenbereichen führen (für welche vermutlich keine Akzeptanz seitens der Anwender gegeben sein wird).

Exemplarisch für die Analyse der unterschiedlichen Versuchsserien erfolgt eine Darstellung der Ergebnisse und Analysen anhand der **Versuchsserie Klöch I**, welche als eine repräsentative Serie anzusehen ist. Bei dieser Versuchsserie wurden 98 Blöcke über eine Böschung mit einer Höhe von etwa 14 m, einer durchschnittlichen Böschungsneigung von ca. 69° mit ebener Böschungsform abgeschoben (Siehe Abbildungen 6.20 und 6.21). Bezüglich weiterer Angaben zu dieser Serie (wie Schnitte, Fotos oder Reichweitenwerte) wird auf den Anhang 4 verwiesen. Hinzuweisen ist, dass es das Ziel dieser Versuchsserie war, durch Reduktion der Dämpfung im Auffangraum, eine möglichst große ARD zu erzielen. Aus diesem Grund wurden losen Auflagerungen auf der Etage möglichst vollständig beseitig, sodass teilweise der unverritzte Fels an der Oberfläche lag. Diese Vorgehensweise führte dazu, dass in dieser Versuchsserie die maximale auf die Böschungshöhe normierte Ausrolldistanz (mit $ARD/h = 1{,}444$) erzielt wurde.

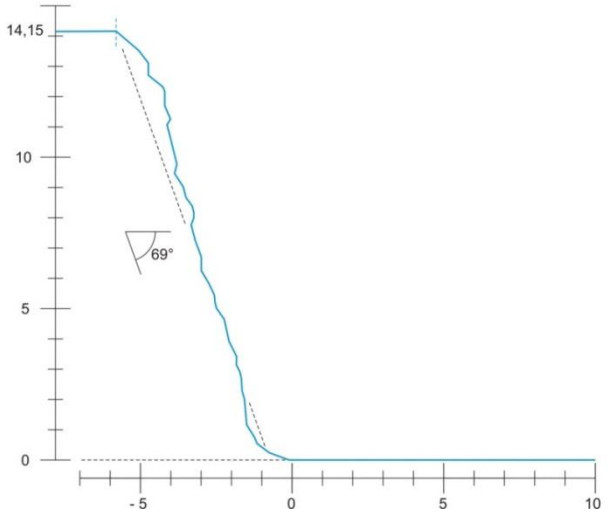


Abbildung 6.20: Schnitt durch die Versuchsserie Klöch I.

Abbildung 6.21: Mittels fotogrammetrischen Systems (ShapeMetrix3D) erstellte Aufnahme der Versuchsserie Klöch I.

Die Auswertung der ATD und ARD bzw. die auf die Böschungshöhe normierten ATD und ARD zeigten (siehe Histogramme der Abbildungen 6.22 und 6.23), dass die Häufigkeitsverteilungen **rechtsschiefen Verteilungsfunktionen** folgten. Diese charakterliche Verteilung der Reichweiten stellte sich bei den meisten Versuchen ab einer Anzahl von etwa 60 abgeworfenen Blöcken ein.

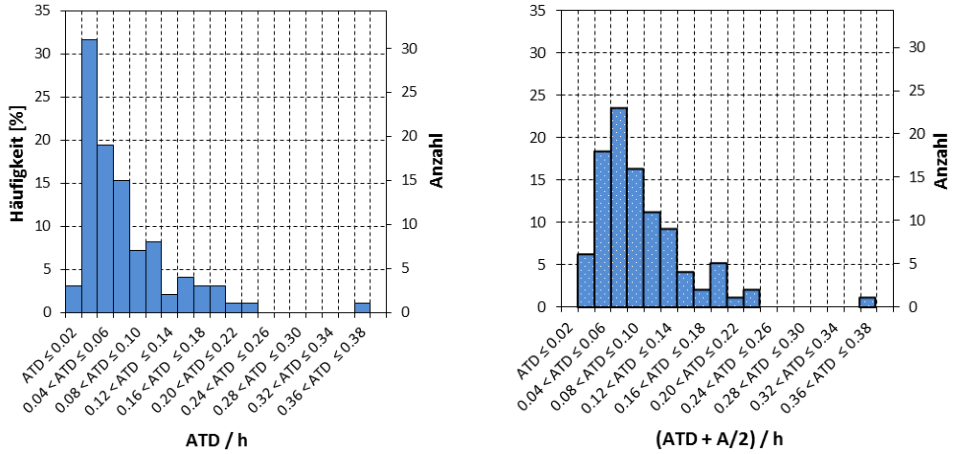


Abbildung 6.22: Verteilung der auf die Böschungshöhe (von 14,2 m) normierten Auftreffdistanzen (ATD/h) bzw. um die längste Halbachse der Blöcke ergänzten und auf die Böschungshöhe normierten Auftreffdistanzen ((ATD+A/2)/h) der Versuchsserie Klöch I (n = 98). Die Klasseneinteilung der Histogramme erfolgt in Schritten von 0,02 (2 % der Böschungshöhe).

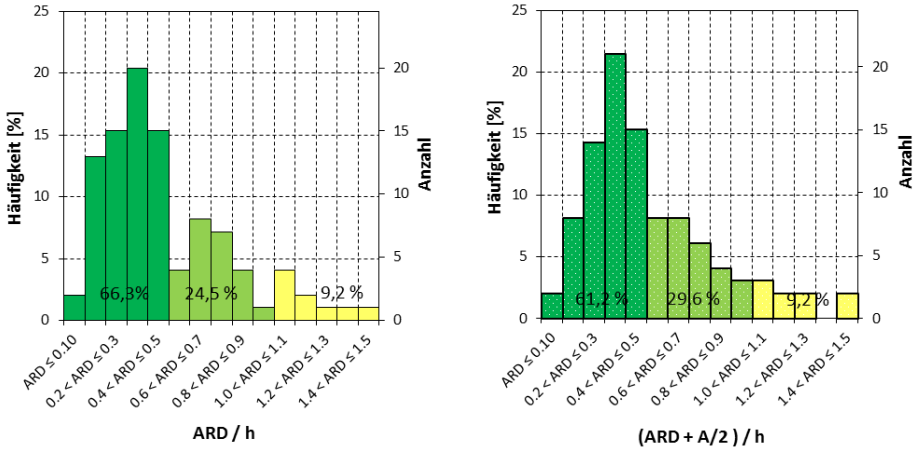


Abbildung 6.23: Verteilung der auf die Böschungshöhe (von 14,2 m) normierten Ausrolldistanzen (ARD/h) bzw. um die längste Halbachse der Blöcke ergänzten und auf die Böschungshöhe normierten Ausrolldistanzen ((ARD+A/2)/h) der Versuchsserie Klöch I (n = 98). Die Klasseneinteilung der Histogramme erfolgt in Schritten von 0,1 (10 % der Böschungshöhe). Die in den Grafiken angegebenen Prozentwerte (66,3 %. 24,5 % usw.) sind die Anteil der Reichweitenwerte in den Klassen von 0 bis ≤ 0,5, 0,5 bis ≤ 1 und 1 bis ≤ 1,5 der Böschungshöhe (also in Klassen mit Schritten von 0,5 bzw. 50 % der Böschungshöhe).

Eine weitere Darstellung der Ergebnisse erfolgt mittels Durchgangsdiagrammen (siehe Abbildung 6.24) Mit diesem Diagrammtyp kann gezeigt, welcher prozentuelle Anteil an Versuchsblöcken eine bestimmte Reichweite (bzw. eine auf die Böschungshöhe normierte Reichweite) erzielte. Dieser Diagrammtyp ermöglicht insbesondere Unterschiede in den von Reichweiten verschiedener Versuchsserie aufzuzeigen, oder dienen etwa dem Vergleich von *ARD/h* zu *(ARD+A/2)/h*) einer Versuchsserien (wie in der rechten Grafik der Abbildung 6.24). Bezüglich der Darstellung weiterer Versuchsserien wird auf den Anhang 4 verwiesen.

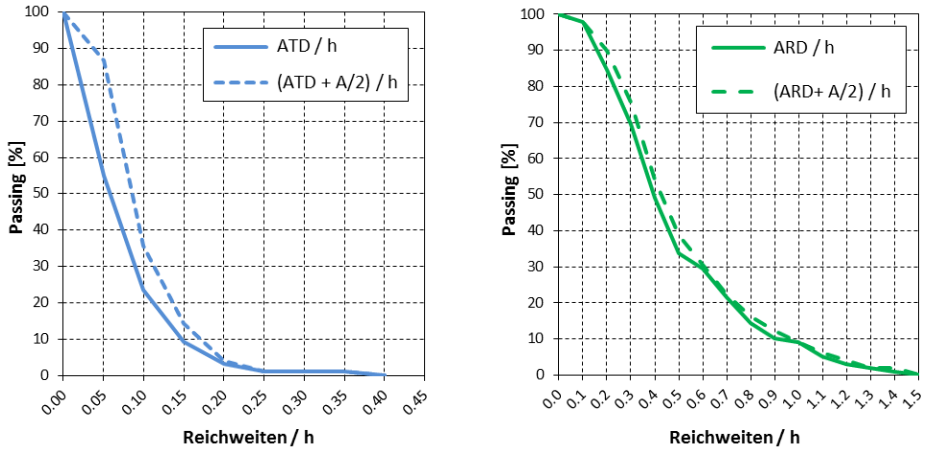


Abbildung 6.24: Durchgangsdiagramm für die Versuchsanordnung Klöch I mit dem Vergleich von ATD/h zu (ATD+A/2)/h in der linken Grafik bzw. der Vergleich von ARD/h zu (ARD+A/2)/h in der rechten Grafik.

Analysiert man den **Datensatz, welcher sich aus der Gesamtheit aller in den Fallversuchen** an Felsböschungen **ermittelten** und auf die Böschungshöhen der jeweiligen Versuche normierten **Reichweitenwerten ergab** (ATD/h mit n = 484 und ARD/h mit n = 646), so zeigt sich, dass die Häufigkeitsverteilungen ebenso charakterlichen **rechtsschiefen Verteilungsfunktion** folgten (siehe Histogramme der Abbildungen 6.25 und 6.26).

Im Unterschied zur Analyse von Reichweiten einzelner Versuchsserien, welche Aussagen hinsichtlich einer bestimmten Böschungsgeometrie, Blockmassenverteilung usw. ermöglicht, können mit der Analyse des gesamten Datensatzes allgemein gültigere Aussagen hinsichtlich der Reichweiten gemacht werden, da sich diese aufgrund der Untersuchung eines umfangreicheren Spektrums von Fallhöhen, Neigung und Formen der Felseinzelböschungen und einer größeren Bandbreite an Blockformen und -massen ergaben. Dies ermöglicht in gewisser Weise eine Prädiktion von Reichweiten von Sturzprozessen für Tagbauböschungen, anhand derer eine grobe Festlegung von tagbauspezifischen Gefahrenbereichen erfolgen kann. Eine solche verallgemeinerte Vorhersage ist erforderlich, wenn etwa ein noch nicht existierender Festgesteinstagbau zu genehmigen ist, für welchen keine genauen Angaben zu den Einflussfaktoren, wie insbesondere Böschungsgeometrie oder Blockmassen, zu Verfügung stehen.

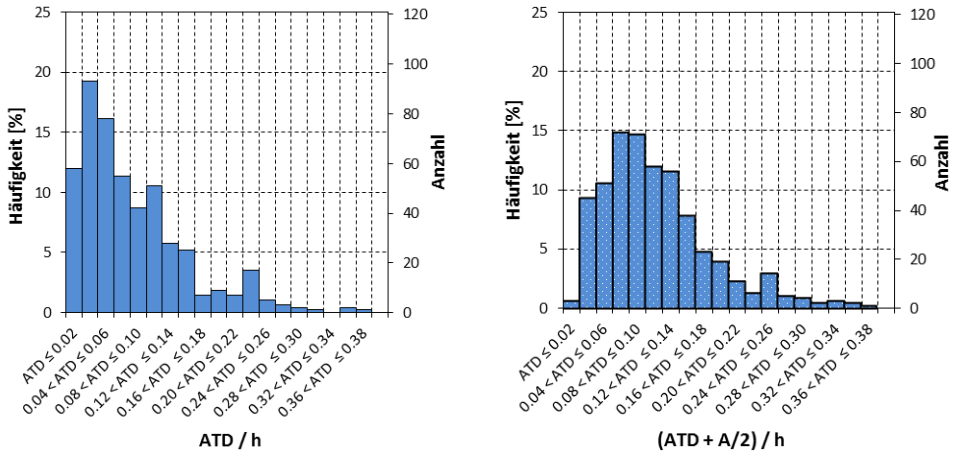


Abbildung 6.25: Verteilung der ATD/h bzw. der ((ATD+A/2)/h) aller Versuchsanordnungen (n = 484).

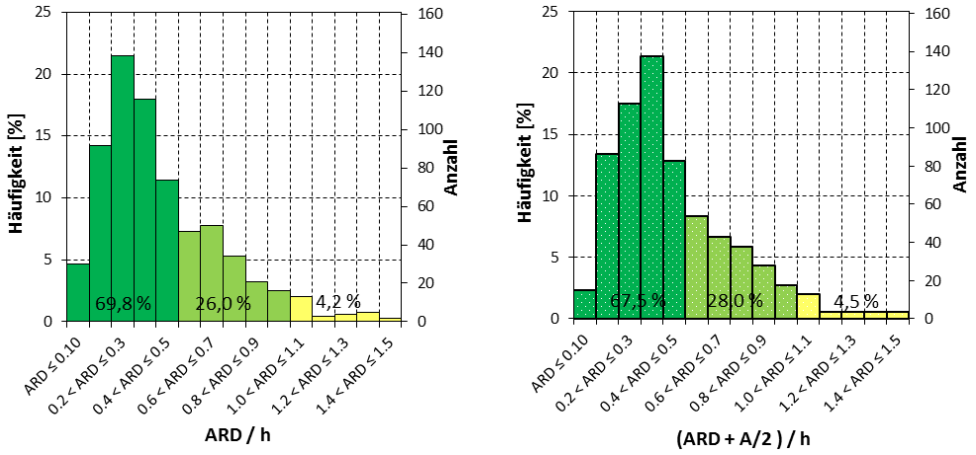


Abbildung 6.26: Verteilung der ARD/h bzw. der ((ATD+A/2)/h), welche sich aus dem gesamten Datensatz aller Versuchsanordnungen ergaben (n = 646).

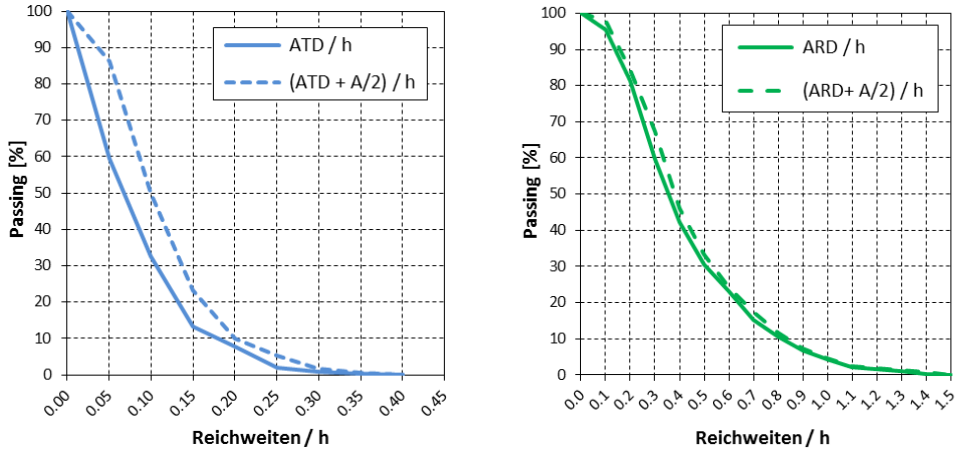


Abbildung 6.27: Durchgangsdiagramme für den Datensatz aller Versuchsanordnungen mit dem Vergleich von ATD/h zu (ATD+A/2)/h in der linken Grafik sowie dem Vergleich von ARD/h zu (ARD+A/2)/h in der rechten Grafik.

Für die charakterlichen rechtsschiefen Verteilungen der Reichweiten wurden (theoretische) **logarithmische Normalverteilungen** angenommen, deren Parameter (μ*, σ*) wie folgt geschätzt wurden (x_i sind hierbei die ermittelten Reichweiten):

$$\mu^* = \frac{1}{n}\sum_{i=1}^{n} lnx_i \quad \text{und} \quad \sigma^* = \sqrt{\frac{1}{(n-1)}\sum_{i=1}^{n}(\ln x_i - \mu^*)}$$

Wesentlich bei einer Approximation mit einer (bzw. jeglicher) Verteilungsfunktion ist, dass die Zulässigkeit der Verteilungsannahme überprüft wird. Dies erfolgte durch einen **Kolmogorov-Smirnov-Anpassungstest** (KS-Test).

Nach HARTUNG et al. (1991) fungiert als Testgröße für den Kolmogorov-Smirnov-Anpassungstest der größte vertikale Abstand (L_n^{norm}) zwischen der empirischen und der für die Approximation verwendeten logarithmische Normalverteilung, welcher mit der Wurzel des Stichprobenumfangs (n) multipliziert wurde. Liegt die Testgröße unter einem bestimmten kritischen Wert ($l_{n;1-\alpha}^{norm}$), so braucht die Hypothese, dass eine Approximation durch eine logarithmische Normalverteilung zulässig ist, nicht verworfen werden.

$\sqrt{n} \cdot L_n^{norm} < l_{n;1-\alpha}^{norm}$

Für einen Stichprobenumfang von n > 30 werden von HARTUNG et al. (1991) mit Tab. 15 für die Signifikanzniveaus von α = 10 %, 5 % und 1 % folgende kritische Werte angegeben:

$0{,}81 < l_{n;0{,}90}^{norm}$, $0{,}98 < l_{n;0{,}95}^{norm}$, $1{,}04 < l_{n;0{,}99}^{norm}$

Anmerkung: Ein Signifikanzniveau von α =10 % bedeutet, dass eine richtige Hypothese mit 10 % verworfen wird.

Nach RINNE (2008) erfolgt der Anpassungstest in einer ähnlichen Form. Als Testgröße fungiert hierbei jedoch alleinig der größte vertikale Abstand (D_n) zwischen der empirischen und der für die Approximation verwendeten logarithmischen Normalverteilung. Damit die Hypothese einer zulässigen Approximation nicht verworfen werden braucht, hat die Testgröße wiederum einen bestimmten kritischen Wert ($\Delta_{n;1-\alpha/2}$) zu unterschreiten:

$D_n < \Delta_{n;1-\alpha/2}$

RINNE (2008) gibt mit Tabelle XIII für einen Stichprobenumfang von n > 100 und die Signifikanzniveaus von α = 20 %, 10 %, 5 %, 2 % und 1 % folgende kritische Werte an:

$1{,}0730/\sqrt{n} < \Delta_{n;1-0{,}2/2}$, $1{,}2239/\sqrt{n} < \Delta_{n;1-0{,}1/2}$, $1{,}3581/\sqrt{n} < \Delta_{n;1-0{,}05/2}$,
$1{,}5174/\sqrt{n} < \Delta_{n;1-0{,}02/2}$, $1{,}6276/\sqrt{n} < \Delta_{n;1-0{,}01/2}$

Im Fall der auf die jeweiligen Böschungshöhen normierten Auftreffdistanzen aller Versuche (ATD/h mit n = 484) wurden die Parametern der logarithmischen Normalverteilung mit μ^*=-2.889 und σ^* = 1.02 geschätzt (siehe Abbildung 6.28 linke Grafik). Der KS-Test ergab als Testgrößen die Werte von 2,10 bzw. 0,095. Da beide Werte die (von HARTUNG et al. und RINNE) angegebenen kritischen Werten für ein Signifikanzniveaus von α = 1 % überschreiten ($1{,}04 < l_{n;0{,}99}^{norm}$ bzw. $0{,}073 < \Delta_{n;0{,}995}$), war die Approximation mit einer logarithmische Normalverteilung als Arbeitshypothese zu verwerfen und eine Berechnung von Perzentilen auf Basis dieser Approximation nicht zulässig.

Im Gegensatz dazu ergab der Kolmogorov-Smirnov-Anpassungstest in den Fällen der auf die Böschungshöhen normierten Auftreffdistanzen aller Versuche, welche um die längste Halbachse ergänzt wurden ($(ATD + A/2)/h$ mit n = 484), und der auf die jeweiligen Böschungshöhen normierten Ausrolldistanzen aller Versuche (ARD/h und $(ARD + A/2)/h$ mit n = 646), dass die Approximation der Reichweitenwerte durch eine logarithmische Normalverteilung als Arbeitshypothese zulässig war.

Im Fall der auf die Böschungshöhen normierten Ausrolldistanzen (ARD/h) wurden die Parametern der logarithmischen Normalverteilung mit μ^*=-1,0677 und σ^* = 0,677 geschätzt (siehe rechte Grafik der Abbildung 6.28). Der KS-Test ergab als Testgrößen die Werte von 0,98 bzw. 0,038. Diese lagen somit unter den kritischen Werten für ein Signifikanzniveaus von α = 1 % ($1{,}04 < l_{n;0{,}99}^{norm}$ bzw. $0{,}064 < \Delta_{n;0{,}995}$).

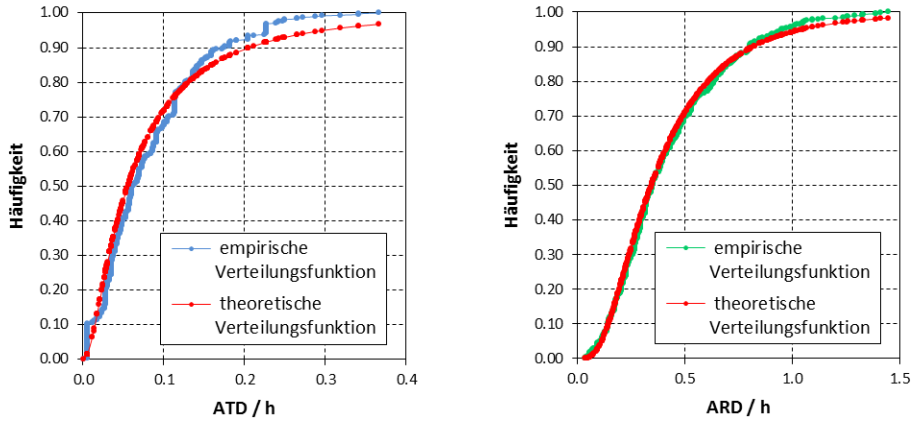


Abbildung 6.28: Graphische Darstellung des Kolmogorov-Smirnov-Anpassungstest mit dem Vergleich zwischen den sich aus den Versuchen ergebenden empirischen Verteilungsfunktionen (blaue Kurve für die ATD/h und grüne Kurve für die ARD/h) und den für die Approximation verwendeten logarithmische Normalverteilungen (rote Kurven). Linke Grafik: Der KS-Test ergab, dass eine Approximation der ATD/h durch eine logarithmische Normalverteilung als Arbeitshypothese nicht zulässig war. Rechte Grafik: zulässige Approximation der ARD/h.

Aufgrund der Bestätigung der Zulässigkeit der Approximation durch eine logarithmische Normalverteilung konnten die in Tabelle 6.2 angegebenen Werte für die jeweiligen Perzentile ermittelt werden. Hinzuweisen ist, dass bei den ermittelten Perzentilwerten die 0,99- und 0,95-Perzentile der (ARD+A/2)/h leicht geringere Werte haben als jene der ARD/h. Dies ist ein Umstand, der sich aufgrund der Approximation ergibt. Die entsprechenden Dichtefunktionen werden in Abbildung 6.29 darstellt.

logNorm Perzentilen	$\frac{ATD}{h}$	$\frac{(ATD + A/2)}{h}$	$\frac{ARD}{h}$	$\frac{(ARD + A/2)}{h}$
0.99	-	0.39	1.66	1.58
0.95	-	0.26	1.05	1.04
0.90	-	0.21	0.82	0.83
0.85	-	0.18	0.69	0.71
0.80	-	0.16	0.61	0.63
0.75	-	0.14	0.54	0.57
0.50	-	0.10	0.34	0.37
μ^*	-	-2.349	-1.068	-0.984
σ^*	-	0.607	0.677	0.620

Tabelle6.2: Perzentile aufgrund der approximierten logarithmischen Normalverteilung für den Datensatz, welcher sich aus der Gesamtheit der Versuche ergab, sowie die Schätzparameter (μ^*,σ^*), welche diesen Funktionen zu Grunde gelegt wurden. Die Angabe der Perzentilen für ATD/h war aufgrund des KS-Tests nicht zulässig.

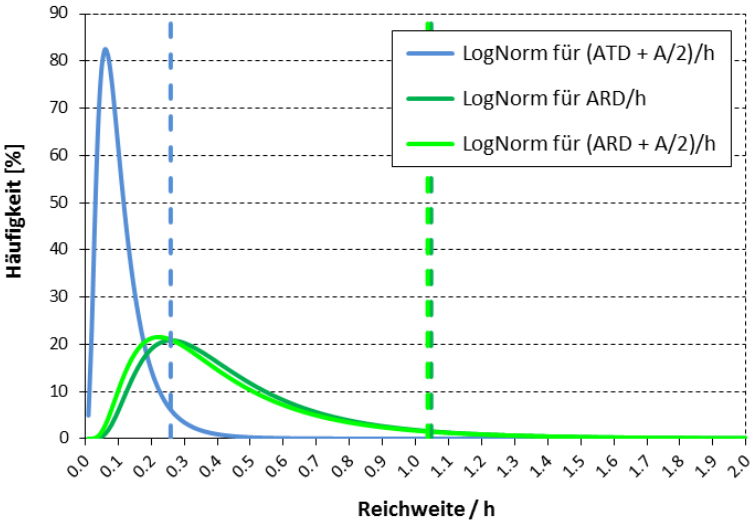


Abbildung 6.29: Dichtefunktionen für die Verteilung der auf die jeweiligen Böschungshöhen normierten Reichweiten für den Datensatz, welcher sich aus der Gesamtheit der Versuche ergab. Zusätzlich darin als Vertikale eingetragen die jeweiligen 0,95-Perzentile (0,26, 1,04 und 1,05, siehe Tabelle 6.2)

Im Fall der exemplarisch dargestellten **Verssuchserie Klöch I** zeigt sich, dass sich ebenfalls die Zulässigkeit der Approximation der rechtsschiefen empirischen Verteilungen der Reichweiten durch logarithmische Normalverteilungen mittels Kolmogorov-Smirnov-Anpassungstest bestätigen lässt. Mit Abbildung 6.30 erfolgt die graphische Darstellung des Kolmogorov-Smirnov-Anpassungstest für die auf die Böschungshöhen normierten Auftreff- und Ausrolldistanzen bzw. mit Tabelle 6.3 werden die Reichweitenwerte für die jeweiligen Perzentile angegeben. Im Vergleich zum Datensatz, welcher sich aus der Gesamtheit der Versuche ergab, zeigen die 0,95-Perzentile der Versuchsanordnung Klöch I geringere Werte bei der ATD/h, jedoch höhere Werte bei der ARD/h (ein Umstand, welcher sich durch das Beseitigen der losen Auflagerung auf den Etagen und die dadurch verminderte Dämpfung im Auffangraum ergab).

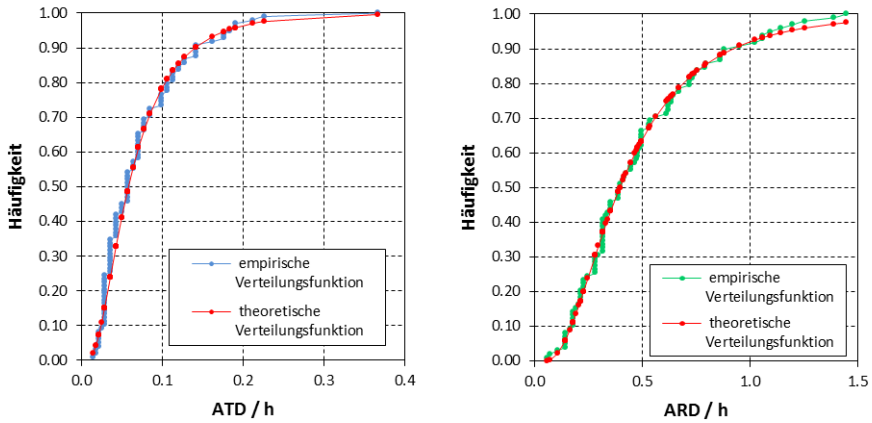


Abbildung 6.30: Graphische Darstellung des KS-Tests mit dem Vergleich zwischen den sich aus den Versuchen ergebenden empirischen Verteilungsfunktionen (blaue Kurve für die ATD/h und grüne Kurve für die ARD/h) und den für die Approximation verwendeten logarithmische Normalverteilungen (rote Kurven) der Versuchsserie Klöch I.

logNorm Perzentilen	$\frac{ATD}{h}$	$\frac{(ATD + A/2)}{h}$	$\frac{ARD}{h}$	$\frac{(ARD + A/2)}{h}$
0.99	0,28	0,28	1,83	1,74
0.95	0,18	0,20	1,17	1,15
0.90	0,14	0,16	0,92	0,92
0.85	0,12	0,14	0,78	0,80
0.80	0,10	0,13	0,68	0,71
0.50	0,06	0,09	0,39	0,42
μ^*	-2,854	-2,461	-0,931	-0,857
σ^*	0,691	0,508	0,661	0,606

Tabelle 6.3: Perzentile aufgrund der approximierten logarithmischen Normalverteilung für die Versuchsserie Klöch I sowie die den Funktionen zu Grunde liegenden Schätzparameter (μ^*,σ^*).

Bezüglich anderer Versuchsserien ist festzuhalten, dass diese in den meisten Fällen (sofern diese über eine ausreichende Anzahl von Abwürfen verfügen) ebenso rechtsschiefe Verteilungen der Reichweitenwerte zeigen und im Regelfall durch eine logarithmische Normalverteilung approximiert werden können (samt Bestätigung der Zulässigkeit der Approximation durch einen KS-Test). Dies dokumentiert einen wesentlichen Aspekt von Sturzprozessen, nämlich dass **Auftreff- und Ausrolldistanzen im Regelfall rechtsschiefen Verteilungen folgen**, ein Umstand der offenbar bis dato auch nicht in der Literatur zu empirischen Versuchen beschrieben wurde.

Bei einigen Versuchen folgen die Verteilungen der Reichweiten jedoch nicht in dieser Form bzw. war es somit nicht möglich eine Approximation mit einer logarithmischen Normalverteilung durchzuführen. Dies zeigte sich beispielsweise im Fall der Ausrolldistanzen der Versuchsserie **Hengl IV-1** (Böschungshöhe etwa 15 m, durchschnittliche Böschungsneigung ca. 66° mit ebener Böschungsform, weitere Angaben siehe Anhang 4). Ziel dieser Versuchsserie war es den Einfluss eines im Winter vereisten Untergrundes (mit somit verminderter Dämpfung im Auffangraum) auf die ARD zu untersuchen. Bei diesem Versuch änderten sich während des Versuchs jedoch die Bedingungen, indem der zu Beginn noch vereiste Untergrund sukzessive durch die auftreffenden Blöcke so aufgelockert wurde, dass sich die daraus ergebende erhöhte Dämpfung (ab etwa einem Drittel) zu verminderten Ausrolldistanzen führte und eine Verteilung mit zwei Maxima ergab (Abbildung 6.31).

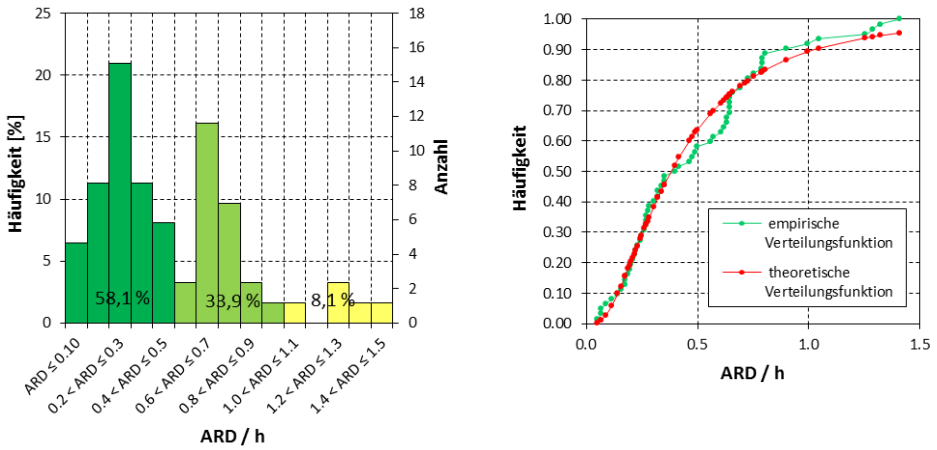


Abbildung 6.31: Verteilung der auf die Böschungshöhe (ca. 15 m) normierten Ausrolldistanzen der Versuchsserie Hengl IV-1 (ARD/h mit n = 61), welche eine Verteilung mit zwei Maxima zeigt sowie die graphische Darstellung des KS-Tests.

Ein weiteres Beispiel dafür, dass Reichweiten nicht zwangsläufig immer einer rechtsschiefen Verteilung folgen, kann mit den Auftreffdistanzen der **Versuchsserie Pauliberg** gezeigt werden (Böschungshöhe etwa 22 m, durchschnittliche Böschungsneigung ca. 70° mit konvexer Böschungsform, weitere Angaben siehe Anhang 4). Einerseits wurden hierbei die Blöcke (n = 81) über zwei Abwurfstellen mit unterschiedlichen Böschungsformen (beide konvex, jedoch unterschiedlich stark) abgeschoben, welches eine Verteilung mit zwei Maxima bewirkte (siehe Abbildung 6.32). Andererseits führte die (mittels Videoanalysen durchgeführte) auf lediglich 0,5 m genaue Ermittlung der ATD zu einem Datensatz, bei welchem gehäuft Reichweiten mit identen Werten auftraten. Letzteres führt zu großen, von den theoretischen Verteilungen abweichenden Sprungstellen beim KS-Test, welcher empfindlich auf diese Sprungstellen reagiert (siehe graphische Darstellung des KS-Tests in der rechten Grafik der Abbildung 6.32,). Aus diesem Grund sollten idente Werte (und somit Sprungstellen in der empirischen Verteilungsfunktion) grundsätzlich durch eine möglichst genaue Aufnahme der Reichweitenwerte bei den Versuchen vermieden werden (etwa durch eine Aufnahme auf ca. 10 cm genau). Der in diesem Fall durchgeführte KS-Test ergab als Testgrößen einen Wert von 1,34, welcher den von HARTUNG et. al. (1991) angegebenen kritischen Wert für ein Signifikanzniveaus von α = 1 % überschritt ($1{,}04 < l_{n;0,99}^{norm}$). Im Übrigen, ist diese Versuchsserie ein gutes Beispiel dafür, dass eine konvexe Böschungsform zu großen Auftreffdistanzen, jedoch im Vergleich dazu zu geringen Ausrolldistanzen führt.

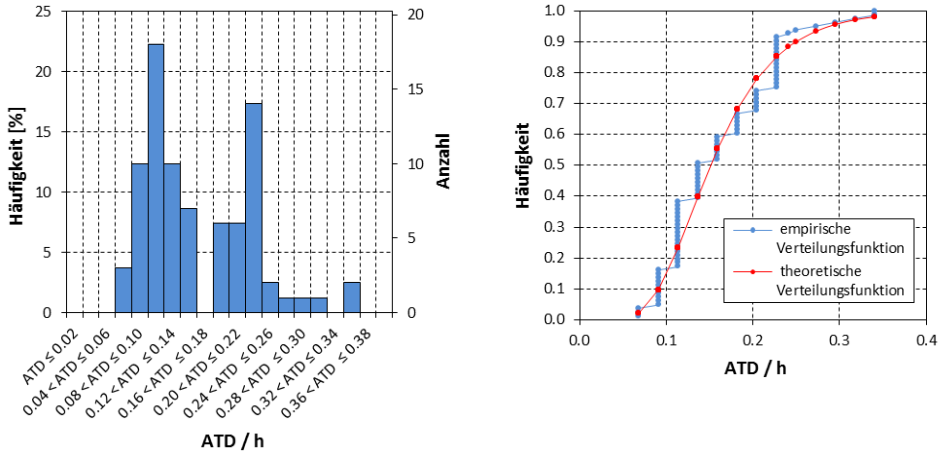


Abbildung 6.32: Verteilung der auf die Böschungshöhe (ca. 22 m) normierten Auftreffdistanzen der Versuchsserie Pauliberg (ATD/h mit n = 81), welche eine Verteilung mit zwei Maxima zeigt (linke Grafik) sowie die graphische Darstellung des Kolmogorov-Smirnov-Anpassungstests (rechte Grafik). Deutlich zu erkennen sind die Sprungstellen, welche sich durch eine zu grobe Aufnahme der Auftreffdistanzen ergaben.

Voranstehende Beispiele zeigen die Schwäche bei dieser Vorgehensweise. Ist eine Approximation der empirischen Reichweiten mit einer Verteilungsfunktion (etwa einer logarithmischen Normalverteilung) nicht möglich oder kann die Zulässigkeit der Approximation nicht bestätigt werden (etwa mittels KS-Test), so können in diesen Fällen keine Perzentilen für Reichweiten bestimmt werden.

Ein weiterer Nachteil dieser Vorgehensweise ist, dass keine Aussagen über die Schwankungsbreite der Perzentile gemacht werden können. Möchte man Perzentilwerte mit einer gewissen Sicherheit festlegen, so erfolgt dies in der Regel durch die Bestimmung von **Konfidenzintervallen** (innerhalb derer Grenzen Perzentilwerte mit einer vorgegebenen Wahrscheinlichkeit liegen). Eine solche Bestimmung ist bei dieser Vorgehensweise nicht möglich.

Um dies zu beheben, bietet sich eine weitere Möglichkeit an, nämlich die Anwendung eines **verteilungsunabhängigen Verfahrens zur Bestimmung einseitiger nach oben begrenzter Konfidenzintervalle für Perzentilen (P) für eine Irrtumswahrscheinlichkeit (α)**.

Der wesentliche Vorteil dieses Verfahren ist, dass es unabhängig von Verteilungen ist. Die einzige Voraussetzung für die Anwendbarkeit dieses Verfahrens ist das Vorliegen der Stetigkeit einer Wahrscheinlichkeitsverteilung. Bei diesem Verfahren, siehe RINNE (2008), werden die Ergebnisse einer Stichprobe (z.B. die Ergebnisse eines Fallversuches) der Größe nach aufsteigend sortiert und mit einer fortlaufenden Rangzahl (i) versehen. Die obere Grenze des Konfidenzintervalls eines Perzentils ist jener Wert, dessen Rangzahl (m) aus folgender Ungleichungskette bestimmt wird:

$$\sum_{i=m}^{n} \binom{n}{i} \cdot P^i \cdot (1-P)^{n-i} \leq \alpha < \sum_{i=m-1}^{n} \binom{n}{i} \cdot P^i \cdot (1-P)^{n-i}$$

n = Stichprobenumfang bzw. Anzahl der Abwürfe
P = Perzentil
i = Summenindex bzw. Rangzahl
m = Rangzahl bei der die Ungleichungskette erfüllt wird
α = Irrtumswahrscheinlichkeit

Die konkrete Vorgangsweise bei der Berechnung der Konfidenzintervalle wird im Anhang 3 beschrieben.

Die mit diesem Verfahren ermittelten Obergrenzen von Konfidenzintervallen für Perzentile von Reichweitenwerten (mit einer Irrtumswahrscheinlichkeit von α = 5 %), welche sich aus der Gesamtheit der Versuche ergab, sind der Tabelle 6.4 zu entnehmen.

OG KI f. Perzentilen	$\frac{ATD}{h}$	$\frac{(ATD + A/2)}{h}$	$\frac{ARD}{h}$	$\frac{(ARD + A/2)}{h}$
0.99	0.341	0.357	1.387	1.416
0.95	0.227	0.260	1.035	1.046
0.90	0.205	0.220	0.848	0.874
0.85	0.159	0.188	0.752	0.775
0.80	0.136	0.166	0.669	0.701
0.75	0.123	0.152	0.556	0.624
0.50	0.070	0.106	0.349	0.391

Tabelle 6.4: Obergrenzen von Konfidenzintervalle für Perzentile (mit einer Irrtumswahrscheinlichkeit von α = 5 %) für auf die jeweiligen Böschungshöhen normierten Reichweiten für den Datensatz, welcher sich aus der Gesamtheit der Fallversuche ergab.

Die Tabellen 6.5 bis 6.7 geben die Obergrenzen von Konfidenzintervallen für Perzentile von Reichweitenwerten (mit α = 5 %) der exemplarisch dargestellten Versuchsserie Klöch I sowie der Versuchsserien Hengl IV-1 und Pauliberg wieder. Hinzuweisen ist, dass bei diesen drei Serien aufgrund des jeweiligen Stichprobenumfangs (mit n = 98, 72, 62 und 81) die Angabe der Obergrenzen von Konfidenzintervallen für das 0,99-Perzentil (bei α = 5 %) nicht möglich ist. Jedoch ermöglicht dieses verteilungsunabhängige Verfahren, dass nun auch für die Versuchsserien Hengl IV-1 und Pauliberg Werte für Obergrenzen von Perzentilen angegeben werden können.

OG KI f. Perzentilen	$\frac{ATD}{h}$	$\frac{(ATD + A/2)}{h}$	$\frac{ARD}{h}$	$\frac{(ARD + A/2)}{h}$
0.99	-	-	-	-
0.95	0.225	0.236	1.387	1.415
0.90	0.190	0.198	1.141	1.090
0.85	0.162	0.187	1.021	1.046
0.80	0.141	0.153	0.859	0.874
0.75	0.113	0.136	0.739	0.771
0.50	0.070	0.092	0.479	0.493

Tabelle 6.5: Obergrenzen von Konfidenzintervalle für Perzentile (mit α = 5 %) für auf die Böschungshöhe normierten Reichweiten der Versuchsserie Klöch I (n = 98).

OG KI f. Perzentilen	$\frac{ATD}{h}$	$\frac{(ATD + A/2)}{h}$	$\frac{ARD}{h}$	$\frac{(ARD + A/2)}{h}$
0.99	-	-	-	-
0.95	0.161	0.215	1.409	1.438
0.90	0.148	0.191	1.289	1.334
0.85	0.128	0.181	1.047	1.092
0.80	0.114	0.163	0.899	0.919
0.75	0.107	0.153	0.792	0.826
0.50	0.074	0.121	0.570	0.612

Tabelle 6.6: Obergrenzen von Konfidenzintervalle für Perzentile (mit α = 5 %) für auf die Böschungshöhe normierten Reichweiten der Versuchsserie Hengl IV-1 (ATD/h mit n = 72 und ARD/h mit n = 62).

OG KI f. Perzentilen	$\frac{ATD}{h}$	$\frac{(ATD + A/2)}{h}$	$\frac{ARD}{h}$	$\frac{(ARD + A/2)}{h}$
0.99	-	-	-	-
0.95	0.341	0.357	0.945	0.959
0.90	0.295	0.326	0.523	0.548
0.85	0.241	0.270	0.432	0.466
0.80	0.227	0.257	0.395	0.412
0.75	0.227	0.255	0.364	0.378
0.50	0.182	0.197	0.273	0.307

Tabelle 6.7: Obergrenzen von Konfidenzintervallen für Perzentile (mit α = 5 %) für auf die Böschungshöhe normierten Reichweiten der Versuchsserie Pauliberg (n = 81).

Neben dem Vorteil, dass mit diesem Verfahren unabhängig von einer Verteilung die Konfidenzintervalle für Perzentile bestimmt werden können, ist es ein weiterer Vorteil, dass mit diesem Verfahren eine **Abschätzung des erforderlichen Stichprobenumfangs** erfolgen kann. Dies stellt eine zentrale Frage bei empirischen Fallversuchen dar.

Klar ist, dass mit einer kleinen Stichprobe (also mit wenigen Abwürfen) für eine vorgegebene Irrtumswahrscheinlichkeit nicht ein beliebig großes Perzentil erhalten werden kann (bzw. vice versa).

In der nachstehenden Ungleichung (diese ist der linke Teil der voranstehenden Ungleichungskette zur Bestimmung von Konfidenzintervallen für Perzentile) ist die Summe als Funktion von m monoton fallend.

$$\sum_{i=m}^{n} \binom{n}{i} \cdot P^i \cdot (1-P)^{n-i} \leq \alpha$$

Sie nimmt für $m = n$ ihren Minimalwert an. Für ein gegebenes n und α ist der Ausdruck p^n der kleinste Wert, den α annehmen kann. Andererseits erhält man bei gegebenem α und p aus der nachstehenden Gleichung den Mindestumfang für die Stichprobe.

$$n = \frac{\ln \alpha}{\ln P}$$

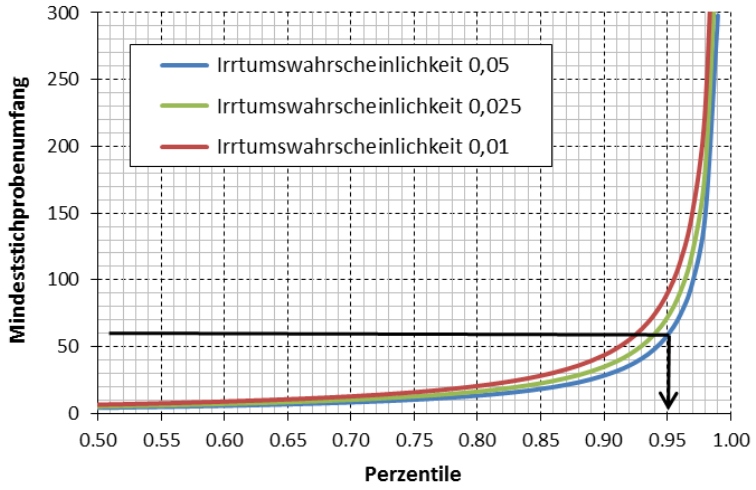


Abbildung 6.33: Mindeststichprobenumfang für Perzentile für Irrtumswahrscheinlichkeiten von α = 1 %, 2,5 % und 5 %.

Zur Verdeutlichung: Die maximale ARD einer Versuchsreihe stellt gleichzeitig die obere Grenze eines Konfidenzintervalls für den höchstmöglichen Perzentilwert dar. Werden beispielsweise bei einem Versuch 59 Blöcke abgestürzt (n = 59), so stellt die maximal festgestellte ARD dieses Versuches die Obergrenze des Konfidenzintervalls für das 0.95-Perzentil bei einer Irrtumswahrscheinlichkeit von α = 0,05 dar (siehe Abbildung 6.33, Pfeil). Würde eine Irrtumswahrscheinlichkeit von 0.01 gefordert werden, so reicht dieser Stichprobenumfang nicht aus und müsste auf n = 90 erhöht werden, dessen maximale ARD wiederum die Obergrenze des Konfidenzintervalls für das 0.95-Perzentil darstellt. Aufgrund dieser Überlegungen wurde bei den eigenen Fallversuchen eine Mindestanzahl von 60 bis 100 verwertbaren Würfen pro Versuchsserie angestrebt, um eine Irrtumswahrscheinlichkeit von α= 0,05 einhalten zu können.

Zurückkommend auf die Wahl der geeigneten Perzentile für Reichweiten zur Festlegung von tagbauspezifischen Gefahrenbereichen lässt sich nun Folgendes zusammenfassen: Wie voranstehend im Zusammenhang mit der Wahl der 0,95-Perzentile angeführt wurde, bedeutet eine Erhöhung der Sicherheit, indem anstelle des 0,95- ein 0,99-Perzentil gewählt wird (also ein Verbesserung der ohnehin schon hohen Sicherheit um weitere 4 %), eine überproportionale Vergrößerung der Perzentilwerte für die Reichweiten und somit des Ausmaßes der tagbauspezifischen Gefahrenbereiche (siehe Abbildung 6.34). Geht man wiederum vom Datensatz aus, welcher durch die Gesamtheit der Fallversuche gebildet wurde, so würde im Fall der Perzentile, welche durch eine logarithmische Normalverteilung errechnet wurden, die Änderung von einem 0,95- auf ein 0,99-

Perzentil eine Vergrößerung der Perzentilwerte für die ARD/h von 1,05 auf 1,66 ergeben (eine Zunahme um 59 %, siehe Tabelle 6.2). Vergleichbares gilt für die Obergrenzen der Konfidenzintervalle für 0,95-Perzentile und 0,99-Perzentile (mit α = 5 %). Die Perzentilwerte für die ATD/h würden sich von 0,23 auf 0,34 (+ 50 %) bzw. für die ARD/h von 1,04 auf 1,39 der Böschungshöhe (+ 34 %) erhöhen (siehe Tabelle 6.4).

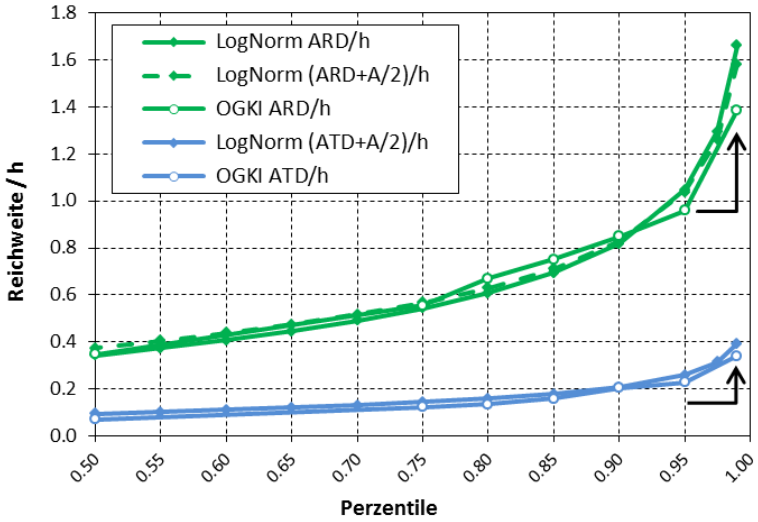


Abbildung 6.34: Darstellung der Perzentilwerte für die auf die Böschungshöhen normierten Reichweiten des Datensatzes, welches sich aus der Gesamtheit der Fallversuche ergab. LogNorm = Perzentile, die aufgrund der Approximation mittels logarithmischen Normalverteilungen errechnet wurden, OGKI = Obergrenzen für Konfidenzintervalle für Perzentile, die aufgrund des verteilungsunabhängigen Verfahrens ermittelt wurden. Die Pfeile in der Grafik verdeutlichen die Zunahme für die Fälle, in denen anstelle der Reichweitenwerte des 0,95-Perzentils jene des 0,99-Perzentils gewählt wird.

Zusammenfassend zu den Ergebnissen von Fallversuchen zur Bestimmung der maximalen Reichweiten von Einzelblöcken lässt sich Folgendes festhalten:

- Versuche an Tagbauböschungen ergaben, dass die Reichweiten von Sturzprozessen (ATD und ARD) im Regelfall rechtsschiefen Verteilungen folgen.
- Diese Verteilungen lassen sich durch logarithmische Normalverteilungen approximieren, wodurch es möglich ist Perzentile zu bestimmen (sofern die Zulässigkeit der Approximation durch Tests bestätigt werden kann).
- Alternativ zur Approximation der Reichweitenverteilungen durch Verteilungsfunktionen können mit einem verteilungsunabhängigen Verfahren Konfidenzintervalle für Perzentile bestimmt werden.
- Vorgeschlagen wird, tagbauspezifische Gefahrenbereiche am Böschungsfuß mit Hilfe von Obergrenzen von Konfidenzintervallen für die 0,95-Perzentile der ATD und ARD festzulegen (OG KI P95 mit α = 0,05). Das 0,95-Perzentil der ATD bestimmt hierbei den $GB_{UK\text{-}AM}$. Das 0,95-Perzentil der ARD ist für den $GB_{UK\text{-}AN}$ maßgeblich.
- Aus dem Datensatz, welcher sich aus der Gesamtheit aller Versuche für Einzelblöcke ergab, ließ sich als Obergrenze des Konfidenzintervalls für das 0,95-Perzentil der (ATD+A/2)/h ein Wert von 0,26 ermitteln (26 % der Böschungshöhe). Für die (ARD+A/2)/h ergab sich ein Wert von 1,05 (105 % der Böschungshöhe).

6.1.3. Fallversuche zu Maßnahmen zur Reduktion von Reichweiten

Ein weiteres Ziel der Fallversuche war es, die Wirkungsweise und eine geeignete Dimensionierung von Sicherungsmaßnahmen zur Reduktion der ARD zu testen. Exemplarisch für diese Versuche sollen anhand von drei unterschiedlichen Versuchsanordnungen, mit Anschüttungen bzw. einem Wall im Auftreffraum die Auswirkungen auf die ARD gezeigt werden.

Abbildung 6.35: Versuchsserie Klöch II-1 (mit einer 3 m breiten und ca. 20 cm hohen Anschüttung) und Klöch II-2 (mit einer 2,1 m breiten und ca. 40 cm hohen Dämpfungsschicht)

Im Fall der Versuchsserien **Klöch II-1 und Klöch II-2** wurde der Einfluss von **Anschüttungen am Böschungsfuß** (im Bereich der ATD von Einzelblöcken) als Maßnahme zur Reduktion der ARD untersucht.

Hierbei diente die Versuchsserien Klöch I, welche an der gleichen Böschung durchgeführt wurde, als Referenzserie.
Bei der Versuchsserie Klöch II-1 wurde eine ca. 3 m breite und ca. 20 cm hohe Anschüttung hergestellt (siehe Abbildung 6.35) und eine Serie von 43 Blöcken abgeschoben. Der Abstand von 3 m (= 0,21 h) entspricht etwa der ATD des 0,93-Perzentils der Versuchsserie Klöch I.
Bei der Versuchsserie Klöch II-2 wurde die Anschüttung der Versuchsserie Klöch II-1 in einem Abstand von ca. 2,1 m um etwa weitere 20 cm auf ca. 40 m erhöht und weiteren 28 Blöcke abgeschoben (der Abstand von 2,1 m bzw. 0,15 h entspricht der ATD des 0,84-Perzentils der Versuchsserie Klöch I).

Wie das Durchgangsdiagramm der Abbildung 6.36 zeigt, ergab sich bereits durch die erste Anschüttung mit einer Höhe von ca. 20 cm (Serie Klöch II-1) eine drastische Reduktion der ARD. Die zusätzliche Anschüttung, mit welcher in Summe eine Höhe von etwa 40 cm erreicht wurde (Serie Klöch II-2), führte zu einer weiteren, jedoch nur geringen Reduktion.

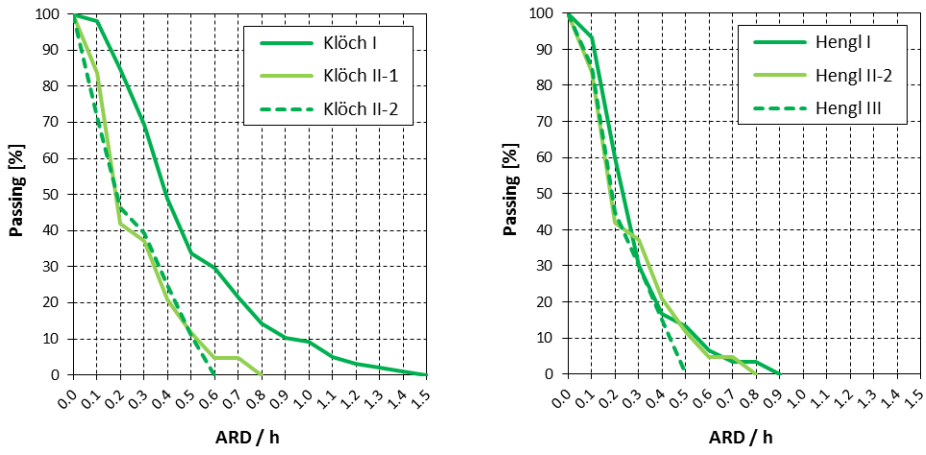


Abbildung 6.36: Durchgangsdiagramm mit dem Vergleich der auf die Böschungshöhe normierte Auftreffdistanz (ARD/h) der Versuchsserien Klöch I, Klöch II-1 und Klöch II-2 (linke Grafik) bzw. jene der Serien Hengl I, Hengl II-2 und Hengl III (rechte Grafik).

Zu bemerken ist, dass die Bestimmung der Perzentile aufgrund einer Approximation der Verteilung der ARD der Serien Klöch II-1 und Klöch II-2 durch eine logarithmische Verteilungsfunktion nicht zulässig war. Es war aufgrund des geringen Stichprobenumfangs der Serie Klöch II-2 nur möglich, die Obergrenzen der Konfidenzintervalle für das 0,85-Perzentil und darunter liegender Perzentile für alle drei Serien zu vergleichen (siehe Tabelle 6.8).

OG KI f. Perzentilen	Klöch I	Klöch II-1		Klöch II-2	
0.99	-	-		-	
0.95	1.387	-		-	
0.90	1.141	0.746	65 %	-	
0.85	1.021	0.570	56 %	0.599	59 %
0.80	0.859	0.528	61 %	0.570	66 %
0.75	0.739	0.437	59 %	0.542	73 %
0.50	0.479	0.310	65 %	0.352	73 %

Tabelle 6.8: Obergrenzen von Konfidenzintervallen für Perzentile (mit α = 5 %) für auf die Böschungshöhe normierten Ausrolldistanzen (ARD/h) der Versuchsserien Klöch I, Klöch II-1 und Klöch II-2, welche mittels verteilungsunabhängigen Verfahrens ermittelt wurden. Die in Prozent angegebenen Werte beziehen sich auf den Vergleich der Serien II-1 und II-2 mit der Serie Klöch I (= 100%).

Analysiert man die Ergebnisse der Versuchsserien Klöch I mit Klöch II-1 so zeigt sich, dass im Fall der Serie Klöch II-1 die Werte für die Obergrenzen der Konfidenzintervalle für die 0,90-Perzentile und die darunter liegenden Perzentile mindestens 35 % unter jenen der Referenzserie Klöch I lagen (Tabelle 6.8). Nimmt man nun auch für die Obergrenze des Konfidenzintervalls des 0,95-Perzentils eine Reduktion der ARD/h im ähnlichen Umfang an, so würde diese einen Wert von 0,91 (91 % der Böschungshöhe) ergeben. Dieser Wert ist plausibel und konnte auch bei Auffangräumen mit guter dämpfender Wirkung des Untergrunds beobachtet werden (siehe hierzu das nachfolgende Beispiel).

Für die Versuchsserien Klöch I, II-1 und II-2 kann somit zusammengefasst festgestellt werden, dass ausgehend von einem Auffangraum mit wenig dämpfenden Eigenschaften und somit großen Ausrolldistanzen (Klöch I mit OG KI für ein 0,95-Perzentil mit $ARD/h = 1{,}387$) durch das Aufbringen einer Anschüttung (mit einer Mächtigkeit von mehreren Dezimetern) eine **Reduktion der ARD in**

diesem Fall um etwa die Hälfte (um ca. 49 %) bewirkt werden konnte. Anzumerken ist, dass das Aufbringen einer Dämpfungsschicht somit nicht nur eine wirksame, sondern auch eine einfache und kostengünstige Maßnahme ist.

Ein Beispiel, dass eine **Dämpfungsschicht** nicht grundsätzlich immer eine deutliche Reduktion der ARD bewirkt, zeigen die Ergebnisse der Versuchsserien **Hengl I, Hengl II-2** und **Hengl III**, welche als Orientierungsversuche mit einer jeweils geringen Anzahl an Würfen durchgeführt wurden, sodass die Angabe der Obergrenzen für Konfidenzintervalle für 0,95-Perzentile nicht möglich ist.

Hierbei wurden am Fuß einer Böschung (Böschungshöhe von ca. 20 m mit einer durchschnittliche Böschungsneigung von ca. 70° bis 74° sowie einer leicht konvexen Böschungsform) mit der Serie Hengl II-2 eine ca. 40 cm hohe Auflagerung aus gröberem Material in einem Abstand von 6,5 m (=0,33 h) geschüttet bzw. mit der Versuchsserien Hengl III eine ca. 35 cm hohe Anschüttung aus feinem Material in einem Abstand von 12,5 m (= 0,63 der Böschungshöhe) aufgebracht (siehe Abbildungen 6.37 und 6.38).

Abbildung 6.37: Versuchsserie Hengl III (mit einer 12,5 m breiten und ca. 35 cm hohen Anschüttung)

Diese Anschüttungen bewirkten nur eine (im Vergleich zu den Versuchsserien Klöch) geringe Reduktion der ARD. Dies ist darauf zurückzuführen, dass im Unterschied zur Verssuchserie Klöch I, bei welcher lose Auflagerungen auf der Etagen möglichst beseitigt wurden, im Fall der Referenzserien Hengl I, die mehrere Dezimeter mächtige Auflagerung im Auffangraum nur geringfügig abgetragen wurde. Die Versuchsserie Hengl II-2 zeigte daher keine signifikante Änderung zur Referenzserien Hengl I. Die Serie Hengl III bewirkte (mit einer 12,5 m breiten Anschüttung), dass höhere Ausrolldistanzen eingedämmt wurden und der Maximalwert für$ARD/h = 0{,}45$ betrug.

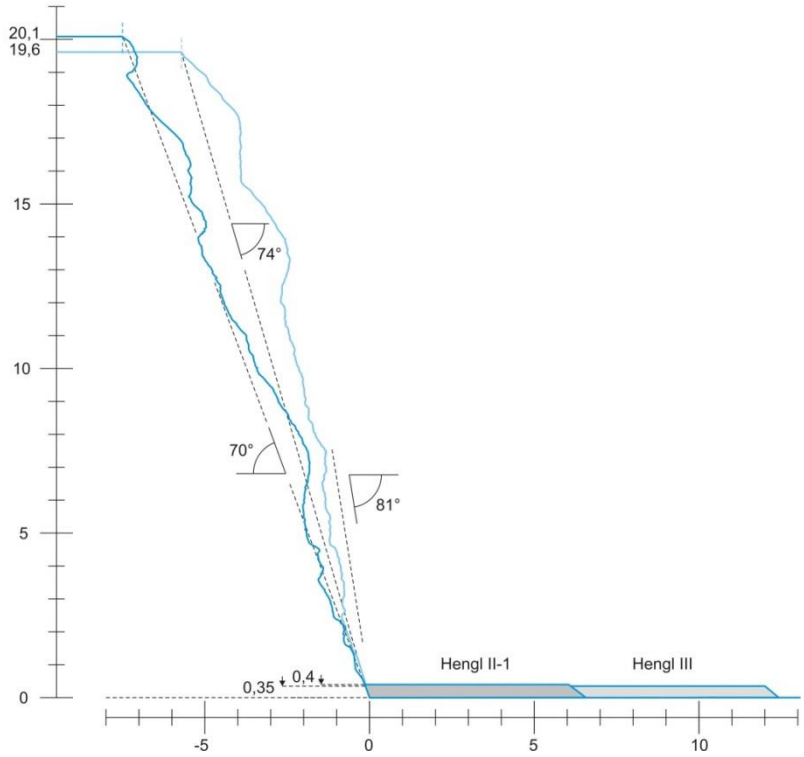


Abbildung 6.38: Schnitt durch die Versuchsserien Hengl I, Hengl II-2 und Hengl III

Im Rahmen der Fallversuche wurden eine Reihe unterschiedlicher **Typen von Schutzwällen zur Reduktion der ARD** getestet. Untersucht wurde hierbei die Wirkungsweise in Hinblick auf

- die geeignete **Dimensionierung der Wälle** (die Auswirkungen von unterschiedlichen Neigungen, Kronenhöhen und Formen der Wällen) sowie
- die geeignete **Situierung der Wälle** (der Abstand der Wälle bzw. der Wallkronen zum Böschungsfuß).

Mit Abbildung 6.39 werden jene Typen von Wällen dargestellt, welche im Rahmen dieser Arbeit untersucht wurden.

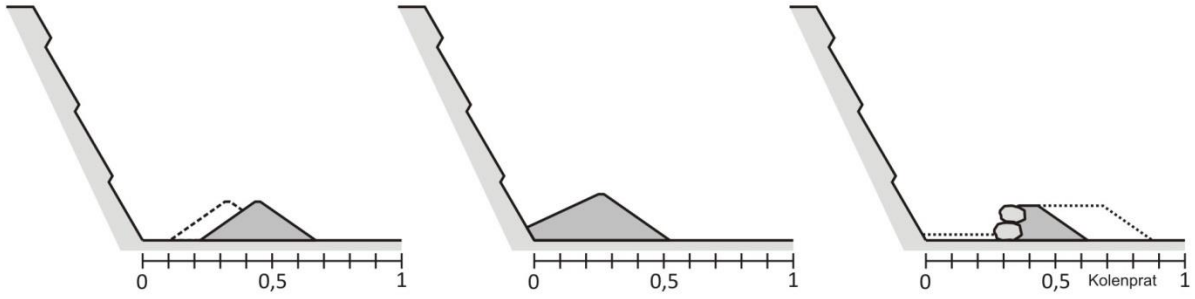


Abbildung 6.39: Typen von Wällen deren Wirkungsweise im Rahmen der Fallversuche untersucht wurde.

Die linke Grafik der Abbildung 6.39 stellt den am häufigsten anzutreffenden Walltyp in Tagbauen dar, da Wälle in dieser Form nicht nur der Reduktion der Reichweiten von Steinfallereignissen dienen, sondern im Regelfall dazu verwendet werden, um tagbauspezifische Gefahrenbereiche zu kennzeichnen bzw. ein Betretungs- und Befahrungsverbot sicherzustellen (Vorgabe der Bestimmungen nach §§ 7 Abs. 7 und 10 Abs. 2 TAV).

Ein Vorteil dieses Typs ist die einfache, rasche und kostengünstige Herstellbarkeit mittels Radlader oder Hydraulikbagger. Hinzuweisen ist aber, dass sich dieser Typ von Wall (im Vergleich zu den nachstehend dargestellten Typen mit ähnlicher Dimensionierung) am wenigsten wirksam erwies. Auch zeigten die Fallversuche, dass bei einer nicht geeigneten Dimensionierung bzw. Situierung eine kontraproduktive Wirkungsweise erzielt wird, indem der Wall als eine Art von Sprungschanze wirken kann und Blöcke beim Überrollen des Walls eine durchaus hohe Sprunghöhe erreichen können.

Die mittlere Grafik der Abbildung 6.39 zeigt eine Entwicklung aus den Fallversuchen, bei welcher eine Reihe von Maßnahmen kombiniert wurde. Vergleichbar den vorher dargestellten Anschüttungen am Böschungsfuß, soll hier eine Anschüttung mit hoher dämpfender Wirkung (beginnend am Böschungsfuß) in Kombination mit einer ca. senkrecht auf die Bahnkurven der auftreffenden Blöcke stehenden Anprallfläche ein Überrollen des Walls verhindern. Ein Vorteil dieses Typs ist (neben einer guten Wirksamkeit) der im Vergleich zu anderen Typen geringere Platzbedarf und die rasche, einfache und kostengünstige Herstellbarkeit.

Der Walltyp der rechten Grafik der Abbildung 6.39 verfügt über ein subvertikales Anprallelement in Form von aufeinander geschlichteten Wasserbausteinen, welche sich außerhalb der Auftreffbereiche von Einzelblöcken befinden. Dieser Typ kann durch ebene Anschüttungen mit dämpfender Wirkung im Auftreffraum ergänzt werde. Für die Instandhaltung bietet sich eine verbreiterte und mit Hydraulikbagger befahrbare Krone an. Dieser Typ von Wall ist zwar aufwendiger und kostspieliger in der Herstellung, zeigt aber im Regelfall (sofern geeignet dimensioniert und situiert) eine hohe und dauerhafte Wirkung.

Abbildung 6.40: Versuchsserie Hengl IV-2 an einer ca. 15,5 m hohen und 65° geneigten Böschung und einem direkt am Böschungsfuß beginnenden ca. 1,5 m hohen Schutzwall.

Exemplarisch für Untersuchungen zur Wirkungsweise und der geeigneten **Dimensionierung und Situierung von Wällen** sollen die Ergebnisse der Versuchsserie **Hengl IV-2** dargestellt werden (Abbildung 6.40). Hierbei wurde die Wirkung eines Walls mit einer am Böschungsfuß beginnenden Anschüttung getestet (siehe Typ mittlere Grafik der Abbildung 6.39). Dieser Wall wurde am Fuß der

Böschung der Versuchsserie Hengl IV-1 hergestellt, wobei die Ergebnisse der Serie Hengl IV-1 (als Referenzserie) die Planungsgrundlage für den Wall bildeten.

Ziel war es einen Wall herzustellen, der auf bestimmten Orientierungswerten aufbaut und den laut den Berechnungen (mittels THROW) ein bestimmter Prozentsatz an Blöcken überrollt, um auf diese Weise die Prognose zu verifizieren und den Berechnungsansatz zu kalibrieren.

Als **Orientierungswert** für die Wahl des Kronenabstands bieten sich Auftreffdistanzen an (da diese spezifisch für eine Böschungsgeometrie sind und durch im Vorfeld durchgeführte Versuche ermittelt werden können). Bei den Abwürfen der Serie Hengl IV-1 (n = 72) ergab sich für die Auftreffdistanzen als Obergrenze für das Konfidenzintervall des 0,95-Perzentils ein Wert von $ATD/h = 0{,}161$ bzw. für um die längste Halbachse der Blöcke ergänzte Auftreffdistanz ein Werte von $(ATD + A/2)/h = 0{,}215$ (siehe linke Grafik der Abbildung 6.41). Letzterer ergibt unter der Voraussetzung einer 15,5 m hohen Böschung einen Wert von ca. 3,3 m für den Kronenabstand. Für die Anschüttung am Böschungsfuß wurde (aufgrund der Versuche mit Anschüttungen) als Orientierungswert eine Ausgangsdicke von mindestens 40 cm veranschlagt. Da die Felsböschung eine durchschnittliche Neigung von 65° aufwies wurde eine (ungefähr orthogonal darauf stehende) mindestens 20° geneigte Auftrefffläche vorgesehen. Daraus ergibt sich grob eine geplante Kronenhöhe von etwa 1,7 m (siehe rechte Grafik der Abbildung 6.41).
Bei dieser geplanten Geometrie wurde aufgrund einer Prognoseberechnung davon ausgegangen, dass etwa 95 % der Blöcke zurückgehalten werden können.

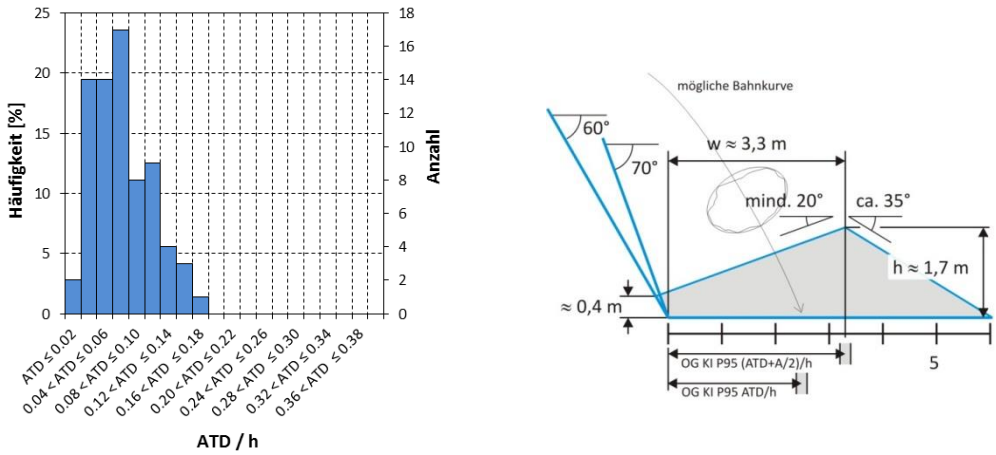


Abbildung 6.41: Verteilung der auf die Böschungshöhe normierten Auftreffdistanzen der Referenzserie Hengl IV-1 (linke Grafik) sowie die geplante Geometrie des Walls der Versuchsserie Hengl IV-2 (rechte Grafik).

Es ist nur schwer möglich, die voranstehend angeführte Wallgeometrie in exakt dieser Weise in der Natur umzusetzen. Für den Fallversuch wurden diese Vorgaben in Form eines 1,25 bis 1,50 m hohen Walls, mit einem Kronenabstand vom Böschungsfuß zwischen 2,8 bis 3,5 m, einer Anschüttungen am Böschungsfuß mit einer Dicke zwischen 20 bis 40 cm sowie einer 22- 26° geneigten Auftrefffläche realisiert (siehe Abbildungen 6.42). Für den Test des Walls wurden die gleichen Blöcke wie bei der Referenzserie Hengl IV-1 verwendet.

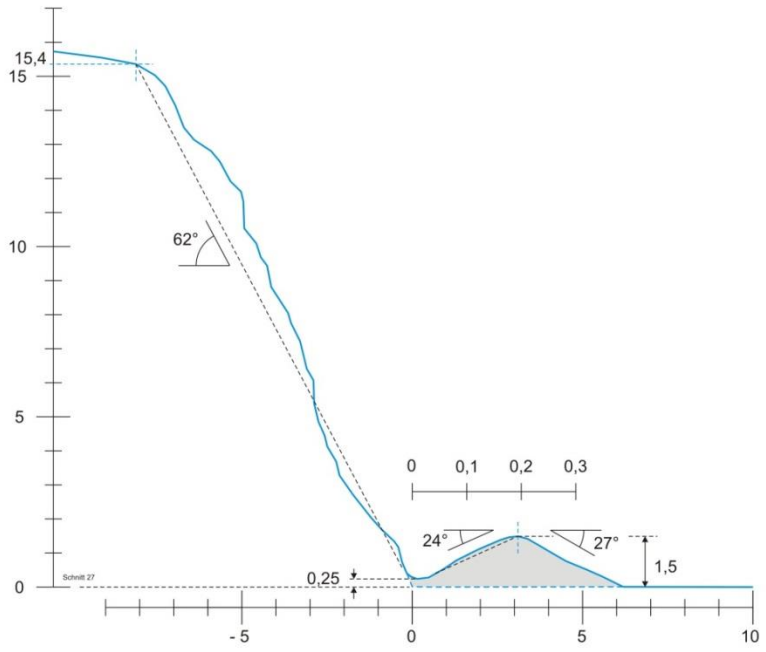


Abbildung 6.42: Schnitt durch sie Versuchsserie Hengl IV-2

Die Versuche ergaben, dass 83 % der abgeworfenen Blöcke (n = 90) vom Wall zurückgehalten wurden (siehe linke Grafik der Abbildung 6.43) bzw. die Energie soweit reduziert wurden, dass 98 % der Blöcke nur mehr eine ARD von weniger als 7,5 m (entspricht 48 % der Böschungshöhe) erreichten und somit im Anschluss an den Wall liegen blieben. Bezüglich jener 17 % der Blöcke (15 von 90), welche den Wall überrollten, ist jedoch anzumerken, dass es sich hierbei um gut isometrisch ausgebildete Blöcke mit größerem Durchmesser handelte (durchschnittlichen Masse von 2100 kg und Durchmesser von rund 1,3 m). Die maximale ARD von 17,4 m (1,12·h) wurde von einem massiven, durch Desquamation (Wollsackverwitterung) gebildeten, Granitrundling erreicht (Masse 3,6 t, Achsenlängen 1,35/1,3/1,3 m).

Vergleicht man die Obergrenzen der Konfidenzintervalle für Perzentile der auf die jeweiligen Böschungshöhen normierten Ausrolldistanzen der Versuche Hengl IV-1 mit IV-2 (siehe Tabelle 6.9), so zeigt sich, dass hierbei das **0,95-Perzentil etwa um die Hälfte reduziert** wurde. Die **gesamte Reduktion betrug in diesem Fall etwa 69 %**. Dies verdeutlicht das Durchgangsdiagramm der Abbildung 6.43.

Anzumerken ist, dass Gestein, welches sich im Zuge der Versuche zusätzlich löste (Blöcke mit einem Durchmesser von < 0,7 m), ebenfalls zur Gänze durch den Wall zurückgehalten wurde. Dieses Gestein füllte aber sukzessive den Auffangraum auf und führte zur Verringerung der von den Blöcken zu überwindende Höhe. In diesem Zusammenhang wurde beobachtet, dass sich die Verringerung der Neigung der Auftreffläche negativer auf die rückhaltende Wirkung auswirkte, als der durch die Erhöhung der Dämpfungsschicht erzielte positive Effekt. Auch wurde im Zuge der Versuche die Wallform (insbesondere die Wallkrone) in Mitleidenschaft gezogen. Dies führte in Summe dazu, dass mit Fortgang der Versuche überrollende Blöcke häufiger wurden. Um möglichst gleiche Versuchsbedingungen zu gewährleisten, waren Instandsetzungsarbeiten am Wall erforderlich bzw. erfolgte wiederum (zur Vermeidung von Block-Block-Interaktionen) nach jeweils 5 Abwürfen die Beseitigung der Blöcke. Um die Blöcke aus dem Auffangraum ohne Beschädigung des Walls zu

entfernen, wurde ein Hydraulikbagger mit Zweizangengreifer eingesetzt. Trotz dieser aufwendigen Maßnahmen bzw. eines selektiven Abstürzens über eine Länge von etwa 12 m kollidierten 19% der Blöcke mit bereits abgeworfenen Blöcken. Im Gegensatz zu jenen Versuchen, bei denen die maximalen Reichweiten ermittelt werden sollten, wurden bei dieser Serie nun selbst jene Blöcke gewertet, welche mit bereits abgeworfenen kollidierten.

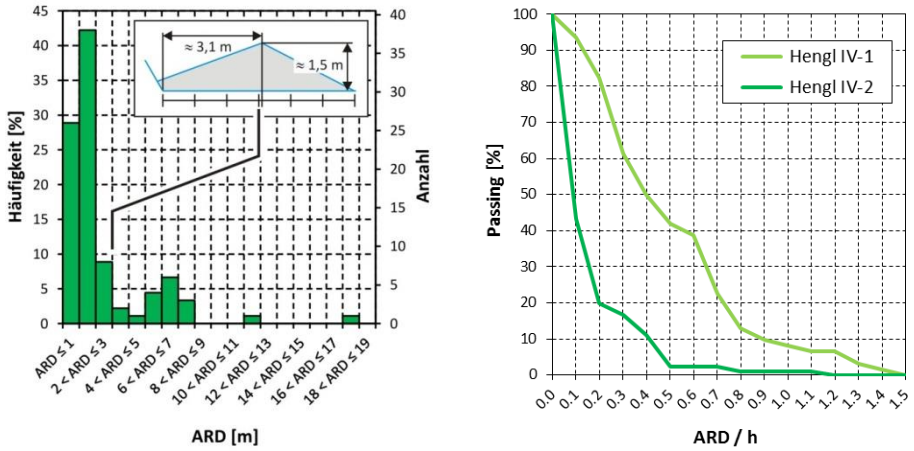


Abbildung 6.43: Verteilung der Ausrolldistanzen (in Meter, n = 90) der Versuchsserie Hengl IV-2 (linke Grafik) und Durchgangsdiagramm mit dem Vergleich der auf die jeweiligen Böschungshöhen normierten Ausrolldistanz (ARD/h) der Versuchsserien Hengl IV-1 und IV-2 (rechte Grafik). Der Kronenabstand des dargestellten Walls von 3,1 m entspricht etwa 20 % der Böschungshöhe.

OG KI f. Perzentilen	**Hengl IV-1** (Referenzserie)	**Hengl IV-2** (mit Wall)	Δ
0.99	-	-	-
0.95	**1.409**	**0.725**	-48%
0.90	1.289	0.454	-65%
0.85	1.047	0.429	-59%
0.80	0.899	0.375	-58%
0.70	0.725	0.297	-80%
0.60	0.644	0.123	-81%
0.50	0.570	0.107	-81%
0.40	0.416	0.090	-78%
0.30	0.322	0.081	-75%

Tabelle 6.9: Vergleich der Obergrenzen der Konfidenzintervalle für Perzentile der auf die jeweiligen Böschungshöhen normierten Ausrolldistanzen (ARD/h) für α = 5 % der Versuche Hengl IV-1 mit IV-2. Der angeführte Differenzwert (Δ) gibt die Reduktion gegenüber dem Referenzwert der Serie Hengl IV-1 an.

Fazit:

Für diese Versuchsserie kann somit zusammengefasst festgestellt werden, dass mit diesem Typ von Wall (sofern geeignet dimensioniert und situiert) eine effektive Reduktion der Ausrolldistanzen erzielt werden kann.

Aufgrund der guten Wirkung, dem verhältnismäßig geringeren Platzbedarf und der einfachen Herstellbarkeit (Anschüttung von jederzeit im Tagbau vorhandenen Hauwerk) bietet es sich an, diesen Walltyp als kurzfristige Sicherungsmaßnahme gegenüber ausrollenden Blöcke anzuwenden

(etwa zur Sicherung von händischen Tätigkeiten beim Beladen von Sprenganlagen durch Sprengbefugte und –gehilfen auf gering dimensionierten Arbeitsetagen). Bei einer längerfristigen Nutzung der Wälle ist eine noch einigermaßen leicht durchzuführende Instandhaltung (Wartung durch Beräumen des Auffangraumes und Wiederherstellung der erforderlichen Wallgeometire) mittels Hydraulikbagger möglich.

Wie dieses bzw. die voranstehenden Beispiele verdeutlichen, sind für eine geeignete Planung von Sicherungsmaßnahmen zur Reduktion der Ausrolldistanzen (Anschüttungen, Wälle, Holzbohlenwände usw.) vorab Referenzversuche (Versuche ohne Maßnahmen) durchzuführen, bei denen Reichweiten und die entsprechenden Perzentile als Orientierungswerte für die Konzeption dieser Maßnahmen ermittelt werden. Klarerweise ist eine Verifizierung der Wirksamkeit der Schutzmaßnahmen mittels Fallversuchen erforderlich. Durch einen Vergleich der Serien kann die Wirksamkeit der Maßnahmen (rückhaltende Wirkung und Reduktion der Gefahrenbereiche) dokumentiert werden.

Idealerweise sollten aber (wie das nachstehende Kapitel verdeutlicht) im Zuge der Fallversuche gleichzeitig numerische Berechnungen zu Reichweiten erfolgen, um diese Berechnungsmodelle an die örtlichen Gegebenheiten anzupassen (zu kalibrieren) und, darauf aufbauend, Berechnungen und Prognosen für andere Böschungen, Böschungssysteme oder Sicherungsmaßnahmen erstellen zu können.

Abschließend zu den Fallversuchen ist zu vermerken, dass neben Untersuchungen an Felseinzelböschungen (welche den Untersuchungsschwerpunkt darstellten) und zur Wirkung von Sicherungsmaßnahmen zur Eindämmung der Ausrolldistanzen, auch Versuche an Hauwerksfächer (mit Höhen von bis zu 75 m) und Böschungssystemen (bestehend aus bis zu 3 Einzelböschungen mit Etagenbreiten von weniger als der halben Böschungshöhe) durchgeführt wurden. Die gewonnenen Datensätze reichen aber nicht aus, um gesicherte Aussagen treffen zu können und bedürfen weiterer Untersuchungen.

6.2. Vergleich mit dem Berechnungsansatz THROW

Fallversuche an einer Böschung stellen (sofern die Stichprobe hinsichtlich des Umfangs, der Verteilung der Blockmassen, der Böschungsformen oder –höhen usw. repräsentativ war) die plausibelste Methode dar, um Reichweiten von abgehenden Einzelblöcken zu bestimmen bzw. darauf aufbauend (mittels 0,95-Perzentil der Reichweitenwerte) tagbauspezifische Gefahrenbereichen am Böschungsfuß ($GB_{UK\text{-}AN}$, $GB_{UK\text{-}AM}$) festzulegen.

Die Ergebnisse einer Versuchsanordnung können jedoch nur eingeschränkt auf andere Böschungen mit unterschiedlicher Böschungsform, -neigung oder –höhe übertragen werden. Versuche an einer stark in der Form variierenden Böschung (wie etwa jene der Versuchsserie Preg, siehe Abbildung 6.44) verdeutlichen, inwieweit allein Änderungen in der Böschungsform zu unterschiedlichen Reichweiten führen können, und dass eine Übertragung der Ergebnisse auf andere Böschungsgeometrien somit nicht ohne weiteres möglich ist. Dieser Umstand kann dazu führen, dass in einem Tagbau eine Reihe von Fallversuchen an unterschiedlichen Böschungen erforderlich wären, um gesicherte Aussagen zu Reichweiten treffen zu können.

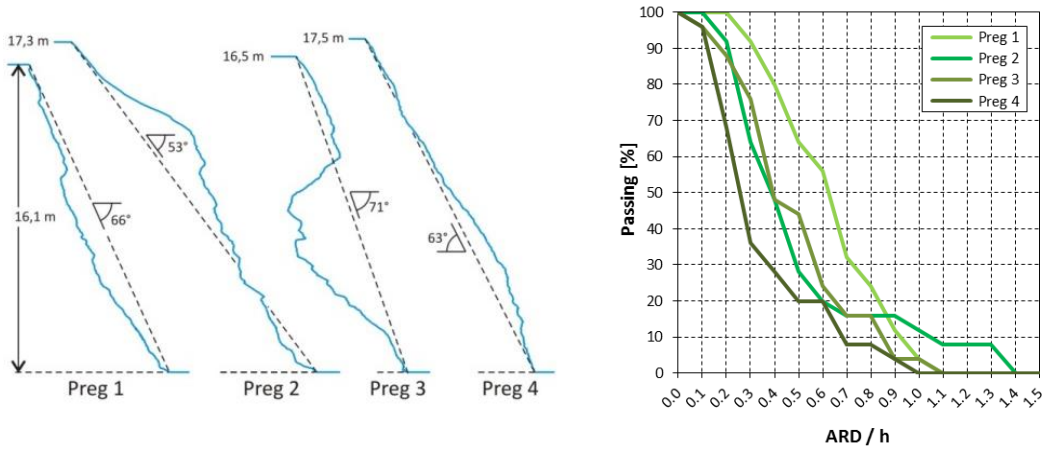


Abbildung 6.44: Schnitte durch die Versuchsanordnung Preg, welche die starke Varianz der Böschungsform dieser Serie dokumentiert (linke Grafik). Das Durchgangsdiagramm (rechte Grafik) gibt den Vergleich der Reichweiten der Blöcke wieder, welche bei den vier Schnitten abgeworfen wurden (jeweils n = 25).

Fallversuche können klarerweise nur an gut bzw. sicher zugänglichen Felseinzelböschungen und Hauwerkfächern durchgeführt werden. Dieser Umstand ist im Regelfall bei Böschungen von Arbeitsetagen (für welche jedenfalls tagbauspezifische Gefahrenbereiche festzulegen sind) gegeben. Sind jedoch Aussagen zu nicht oder nicht sicher zugänglichen Böschungen oder Böschungssystemen erforderlich, so kann diese Fragestellungen durch Fallversuche nicht gelöst werden. Gleiches gilt im Regelfall für Fragen zu Reichweiten von Steinfall aus natürlichen Felsböschungen (im Siedlungsraum oder bei Verkehrswegen). Die Ergebnisse von Fallversuche erlauben nur bedingt Vorhersagen für die Planung von Endböschungssystemen bzw. deren rückhaltende Wirkung.

Weiters soll nicht verschwiegen werden, dass Fallversuche durchaus zeitaufwendig und kostenintensiv sind. Ein eingespieltes Team generiert bei einer Versuchsanordnung, wie in Abbildung 6.4 dargestellt, samt allen vorbereitenden Tätigkeiten etwa 50 auswertbare Versuche pro Tag. Hinzu kommen der Aufwand für die Auswertung (insbesondere Videoanalyse) und die Berichtlegung im ca.

3-fachen zeitlichen Umfang zu den Versuchen vor Ort. Eine Kostenabschätzung für ca. 100 Versuche zeigt die Aufstellung der Tabelle 6.10 wieder. Für die im folgenden Kapitel behandelten Versuche von PIERSON et. al (2001) wurden Kosten von ungefähr $ 650.000,- für 12.500 Versuche angegeben (dies entspricht somit $ 58,-/Versuch).

Position	Anzahl	$\frac{\text{Kosten [€]}}{\text{Stunde}}$	Stunden	Tage	
Geologe oder Geotechniker für Fallversuch vor Ort (exkl. An- u. Abreisekosten)	3	150,-	8	2	7.200,-
Radlader (30 t) oder Hydraulikbagger (30-40 t) sowie Maschinenführer	2	80,-	6	2	1.600,-
Geologe oder Geotechniker für Auswertung und Berichtlegung	1	100,-	8	6	4.800,-
Summe					13.600,-

Tabelle 6.10: Kostenausstellung für etwa 100 auswertbare Versuche, welche an zwei Geländetagen samt den vor- und nachbereitenden Tätigkeiten bei einer Versuchsanordnung vergleichbar jener der Abbildung 6.4 generiert werden (Kosten exkl. Umsatzsteuer).

Um die oben genannten Fragestellungen lösen zu können bzw. um die Effizienz der Gefahrenbereichsfestlegung zu erhöhen, bietet es sich an, die Berechnungen der Reichweiten mittels Steinfallprogrammen durchzuführen. Die Grundvoraussetzung für jegliche Berechnung ist jedoch, dass diese Programme verlässliche Ergebnisse in Übereinstimmung mit den natürlichen Vorgängen liefern.

Es war daher ein wesentliches Ziel der Forschungs- und Entwicklungsprojekte aufgrund der durchgeführten Fallversuche diverse Berechnungsansätze bzw. verfügbare Steinfallprogramme anhand ausgewählter Versuchsserien zu verifizieren und (in Form von Rückrechnungen) zu kalibrieren bzw. ein Standardprocedere für die Durchführung von Fallversuchen und die Kalibrierung vor Steinfallprogrammen zu entwickeln.

Aufgrund einer Reihe von nicht befriedigenden Kalibrierungsversuche bei verfügbaren Steinfallprogrammen wurden die Ergebnisse der Fallversuche dazu verwendet, um in einer Kooperation mit der University of British Columbia den von O. Hunger entwickelten Berechnungsansatz PIERRE (HUNGR, O. 2014, MITCHEL, A. & HUNGR, O. 2017) für Tagbauböschungen zu adaptieren und in das von A. Preh weiterentwickelte **Steinfallprogramm THROW** (PREH, A. & HUNGR, O. 2015a) zu implementieren.

THROW ist ein (zweidimensionales) stochastisches Massenpunktmodell zur Berechnung der Ballistik von Einzelblöcken. Im Gegensatz zu anderen Massenpunktmodell, wie etwa dem in Nordamerika weit verbreiteten CRSP-Modell (PFEIFFER, T. & BOWEN, T. 1989) oder dem in Europa häufig eingesetzten Rockfall (SPANG, R. M. 2008), weist THROW einige wesentlichen Modifikationen auf:

- Die Berechnung der Flugbahn der Blöcke erfolgt (wie bei den anderen Berechnungsansätzen auch) anhand der klassischen Formeln zur Berechnung des schiefen Wurfs bei Vernachlässigung des Luftwiderstands.
- Die Berechnung des Rückpralls (Restitution) basiert auf der exakten Lösung für den Anprall einer idealen Kugel (Partikel) auf einer ebenen Fläche nach dem Impaktmodell von

GOLDSMITH, W. (1960). Dabei wird sowohl der Einfluss der Reibung (begrenztes Gleiten) als auch der Einfluss der Blockrotation bei der Berechnung der Rückprallgeschwindigkeiten (ausgehenden Geschwindigkeiten) berücksichtigt.

- Während eines Anpralls der Blöcke kommt es zu Energieverlusten infolge von Deformation, Bruch und Massenverschiebung (bei der Kraterbildung), welche mit steigender kinetischer Energie zunehmen. Die Berücksichtigung des Energieverlustes erfolgt, indem die normalen und tangentialen Restitutionskoeffizienten k_n und k_t mit Hilfe einer hyperbolischen Funktion, entsprechend dem Vorschlag von BOURRIER, F. & HUNGR, O. (2013), proportional zur eingehenden kinetischen Energie wie folgt skaliert werden:

$$k_n = \frac{E_{0.5,n}}{E_n^{in} + E_{0.5,n}} \qquad k_t = \frac{E_{0.95,t}}{E_t^{in} + E_{0.95,t}}$$

Die Eingabeparameter $E_{0.5,n}$ und $E_{0.95,t}$ repräsentierten Referenzenergien für die normale und die tangentiale Restitution, definiert als die erforderlichen eingehenden kinematischen Energien, die zu einer Restitution von 0,5 (ausgehende Energie 50% der eingehenden Energie) bzw. 0,95 führen.

- Ein weiteres wichtiges Merkmal von THROW ist, dass die Rauheit (der Untergrundoberfläche und der Blöcke) als stochastischer Parameter behandelt wird, indem der Kontaktwinkel zwischen Block und Untergrundoberfläche bei jedem Aufprall zufällig generiert wird und so der Anprall eines irregulär geformten Blockes auf eine raue Oberfläche simuliert werde soll (Abbildung 6.45). Diese zufällige Pertubation des Kontaktwinkels erfolgt indem eine normalverteilte Zufallsvariable X im Intervall [0,1] mit dem Eingabeparameter θ_{scale} multipliziert wird.

$$\tan\theta_R = \theta_{scale} \cdot X$$

Der als Skalierungsfaktor der Rauheit bezeichnete Eingabeparameter θ_{scale}, ist ein für die jeweiligen Untergründe charakterlicher Materialparameter und kann zwischen 0 und 1 gewählt werden.

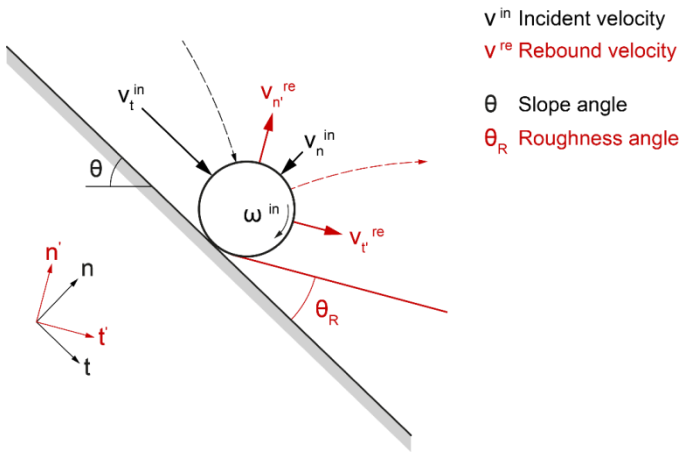


Abbildung 6.45: Modifikation des lokalen Böschungswinkels θ durch den Rauheitswinkel θ_R nach PREH, A. (2017).

Bezüglich weiter Angaben zum Berechnungsansatz wird auf PREH et al. (2015a und 2015b) verwiesen.

Für die Berechnungen mittels THROW sind somit folgende **Eingabeparameter** erforderlich:

- Böschungsgeometrie samt der Aufgabeposition in Form von X-Y-Werten, (X-Y-Werte können hierbei im praktisch beliebigen Umfang eingegeben werden, wobei es aber sinnvoll ist, sich auf ein begrenztes Maß zu beschränken, da die Rauheit über den Skalierungsfaktor erzielt wird),
- Blockmassen,
- Gesteinsdichte (aus welcher in Verbindung mit den Blockmassen der Partikeldurchmesser R errechnet werden),
- für die einzelnen Untergründe (beispielsweise Felsböschung, Etagenuntergrund, geschüttetes Hauwerk von Wällen oder Anschüttungen usw.) sind jeweils folgende Parameter festzulegen:
    - Reibungswinkel (γ)
    - Referenzenergien für die normale und die tangentiale Restitution ($E_{0.5,n}$ und $E_{0.95,t}$)
    - Skalierungsfaktor der Rauheit (θ_{scale})

Ein wesentliches Ziel bei der Programmentwicklung war es, eine möglichst effiziente Kalibrierbarkeit zu ermöglichen, indem diese Kalibrierung anhand der (wenigen) Eingangsparameter für die Untergründe erfolgen kann.

Aufgrund einer Reihe von Kalibrierungsversuchen wurde von PREH et al. (2015a, 2015b) ein Standardmodellparametersatz ermittelt (siehe Tabelle 6.11), wobei bei diesen Kalibrierungsversuchen jene Eingabeparameter gesucht wurden, welche die bestmöglichen Berechnungsergebnisse für alle zur Kalibrierung herangezogen Fallversuche ergab. Damit sollte ein allgemein gültigerer Parametersatz erhalten werden, welcher in gewisser Weise eine Prognose bzw. eine erste Abschätzung möglicher Reichweiten (ohne Kalibrierung des Programms mittels Fallversuchen) ermöglicht.

Bei der Kalibrierung zeigte sich, dass die Untergründe von Felsböschungen und Etagen ähnliche Materialcharakteristika haben und sich im Wesentlichen durch die Rauheit unterscheiden (raue Felsoberfläche im Gegensatz zum relativ glatten Etagenuntergrund aus gebrochenem und kompaktiertem Fels).

Parameter	Felsböschung	Etagenuntergrund
Reibungswinkel (γ)	30°	30°
Referenzenergie f. d. normale Restitution ($E_{0.5,n}$)	5	5
Referenzenergie f. d. tangentiale Restitution ($E_{0.95,t}$)	50	50
Skalierungsfaktor für die Rauheit (θ_{scale})	0,65	0,35

Tabelle 6.11: Standardmodellparametersatz nach PREH et al. (2015a, 2015b)

Dieser Standardmodellparametersatz wurde für die Berechnungen des Fallbeispiels zur Befahrung von Auftreffbereichen durch einen Hydraulikbagger (Abbildung 6.2), den nachstehenden Vergleichsberechnungen (Abbildungen 6.54 und 6.55) sowie dem Beispiel zur Wirkungsweise von

Kabinenschutzaufbaut (Abbildungen 7.5 und 7.6) verwendet. Für diese Analysen stand eine Entwicklerversion von THROW vom Juli 2017 zur Verfügung.

Ergänzend zu der in PREH et al. (2015a, 2015b) beschriebenen Vorgangsweise bei Kalibrierungen, die auf dem Vergleich von (durch Approximation mittels logarithmischer Normalverteilung ermittelten) 0,50- und 0,95-Perzentile beruht (siehe hierzu auch Abbildung 6.47), kann ein weiteres Verfahren (in Fortführung der bisher durchgeführten Analysemethodik) dargestellt werden.

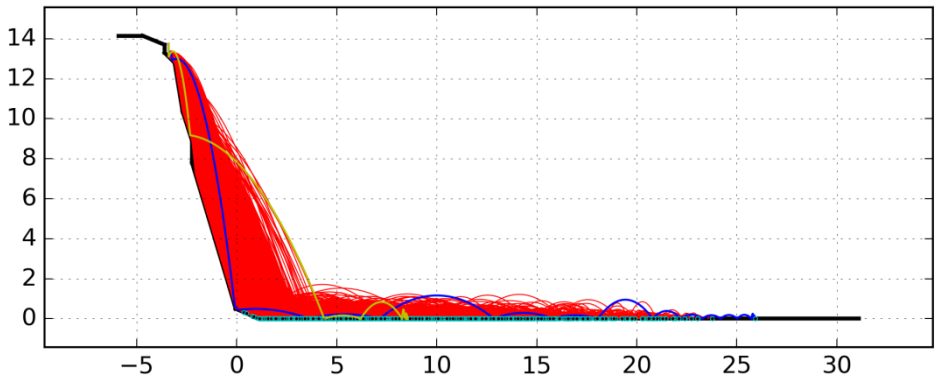
Bei diesem Verfahren erfolgt eine **Modellkalibrierung durch den Vergleich der Konfidenzintervalle**, welche mittels **verteilungsunabhängigen Verfahren** aus den Reichweitenwerten der Fallversuche und der Simulation bestimmt wurden. Bezüglich der konkrete Vorgehensweise zur Ermittlung von beidseitig begrenzen Konfidenzintervallen für Perzentile der Ordnung P bei einer gegebenen Irrtumswahrscheinlichkeit (α) wird auf Anhang 3 verwiesen.

Die Kalibrierung selbst kann anhand des Datensatzes der **Versuchsserie Klöch I** wie folgt dargestellt werden:

Der für die Rückrechnung verwendete Schnitt ergab sich aus der Kombination von Serienschnitten durch die Versuchsböschung (wobei diese Schnitte aber bereits ursprünglich eine hohe Überweinstimmung hinsichtlich der Böschungshöhe, -form und -neigung hatten). Die X-Y-Werte der Schnitte, die sich aus der Aufnahme mittels des photogrammetrischen Programms ergaben, wurden soweit generalisiert, dass dieser Schnitt grobe die Böschungsform wiedergab. Hierbei wurden der Schnitt auf zwölf X-Y-Werte reduziert.

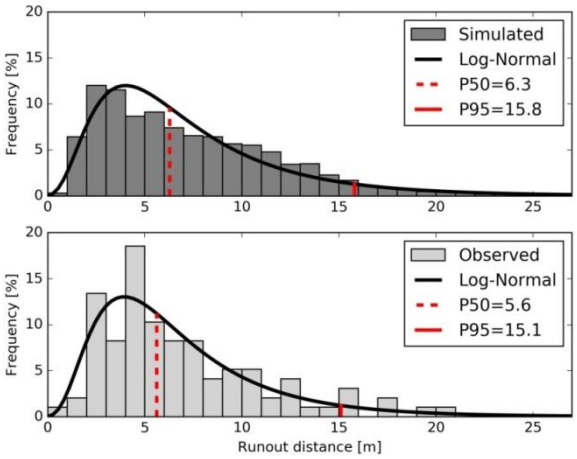
Für die Rückrechnungen wurden Partikel entsprechend den in Fallversuch verwendeten Blockmassen verwendet ($n_{Fallversuch}$ = 98), wobei dieser Datensatz zur Erhöhung der statistischen Signifikanz der stochastischen Analyse bei jedem Kalibrierungsschritt 20-mal abgestürzt wurde ($n_{Simulation}$ = 1940).

Abbildung 6.46 gibt hierzu die generalisierte Böschungsgeometrie bzw. die berechneten Trajektorien wieder.



THROW-Ausgabe

Abbildung 6.46: Trajektorien für die Versuchsanordnung Klöch I (n = 1940). Mit grüner Bahnkurve wird jener Block dargestellt, der die maximale Auftreffdistanz von 4,4 m, bzw. mit blauer Bahnkurve jener, welche die maximale Ausrolldistanz von 25,9 m erreichte.



THROW-Ausgabe

Abbildung 6.47: Vergleich der mittels THROW berechneten (obere Grafik) und aufgrund der Fallversuche der Versuchsserie Klöch I ermittelten (untere Grafik) 0,50- und 0,95-Perzentile der Ausrolldistanzen (in Meter), welche sich aufgrund der Approximation durch eine logarithmische Normalverteilung ergaben (Modellparameter entsprechend den Angaben der Tabelle 6.12).

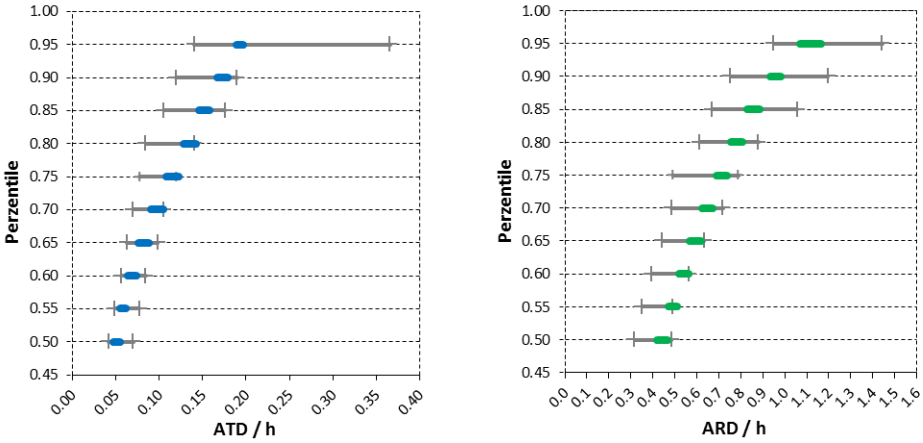


Abbildung 6.48: Vergleich der Konfidenzintervalle für Perzentile aus den Fallversuchen (graue Balken) und jene, welche sich aus der Simulation der Versuchsanordnung Klöch I ergaben (blaue Balken – auf die Böschungshöhe normierte Auftreffdistanzen, grüne Balken – auf die Böschungshöhe normierte Ausrolldistanzen).

Bei der Kalibrierung wurde jene Kombination von Eingabeparametern für die Untergrundtypen Felsböschung und Etage ermittelt, bei welcher die Konfidenzintervalle für Perzentile der mittels THORW berechneten Reichweiten (ATD und ARD) innerhalb der Konfidenzintervalle für Perzentile der aus den Fallversuchen ermittelten Reichweiten lagen. Angestrebt wurde dieses Kriterium nicht nur für bestimmte Konfidenzintervalle für Perzentile zu erreichen (z.B. für das 0,50- oder 0,95-Perzentil), sondern für die 0,50- bis 0,95-Perzentile in 5 %-Schritten (siehe Abbildung 6.48). Weiters wurde darauf abgezielt, dass die Konfidenzintervalle, welche sich aus der Berechnung ergaben, im oberen Drittel der Konfidenzintervalle der Versuche lagen, um ein zusätzliches Maß an Sicherheit zu gewinnen. Abbildung 6.48 verdeutliche auch das Erfordernis, bei den Fallversuchen einen möglichst großen Stichprobenumfang zu testen, da dadurch die Konfidenzintervalle der Perzentile entsprechend kleiner werden.

Die durch diese Kalibrierung ermittelten Modellparameter, welche nur geringfügige Abweichung zu den Standardmodellparametersatz (Tabelle 6.11) zeigten und bei welchen lediglich eine Anpassung des Skalierungsfaktor für die Rauheit (θ_{scale}) erforderlich war, sind der Tabelle 6.12 zu entnehmen.

Parameter	Felsböschung	Etagenuntergrund
Reibungswinkel (γ)	30	30
Referenzenergie f. d. normale Restitution ($E_{0.5,n}$)	5	5
Referenzenergie f. d. tangentiale Restitution ($E_{0.95,t}$)	50	50
Skalierungsfaktor für die Rauheit (θ_{scale})	0,52	0,38

Tabelle 6.12: Modellparameter aufgrund der Kalibrierung der Versuchsserie Klöch I mittels Vergleich der Konfidenzintervalle für Perzentile

Die Darstellung der Häufigkeiten der Reichweiten (jeweils linke Grafiken der Abbildungen 6.49 und 6.50) zeigen, dass die mittels THROW ermittelten ATD und ARD **rechtsschiefen verteilt** sind. Diese Verteilungen können durch logarithmische Normalverteilungen approximiert werden bzw. kann die Zulässigkeit der Approximation mittels KS-Test bestätigen werden, worauf die Kalibrierung nach PREH et al. (2015a und 2015b) aufbaute (siehe Abbildung 6.47).

Die Durchgangsdiagramme der Abbildungen 6.49 und 6.50 (jeweils rechte Grafiken) mit dem Vergleich der Ergebnisse der Fallversuche der Serie Klöch I und der Simulationen verdeutlichen wiederum die gute Korrelation, wobei die Reichweiten der Simulation (wie bei der Kalibration mit der Überlappung der Konfidenzintervalle im oberen Drittel angestrebt wurden) leicht über jenen der Fallversuche lagen.

Die sich durch die Simulation ergebenen maximalen Reichweitenwerte liegen im realistischen Bereich. Die bei der THROW-Berechnung erhaltene maximale ATD liegt mit 4,38 m (0,31·h) unter dem bei den Fallversuchen ermittelten Wert mit 5,2 m (0,36·h), wobei dieser aber einen Ausreißer darstellte (Blockfragment). Die maximale ARD der Simulation mit 25,91 m (1,82·h) liegt über jener der Fallversuche mit 20,5 m (1,44·h), jedoch noch im realistischen Bereich. Wie im nachstehenden Kapitel noch darstellt wird, ergaben Fallversuche von PIERSON et al. (2001) maximale ARD von 175 % der Böschungshöhe und dies bei Auffangräumen aus aufgelockertem Gestein.

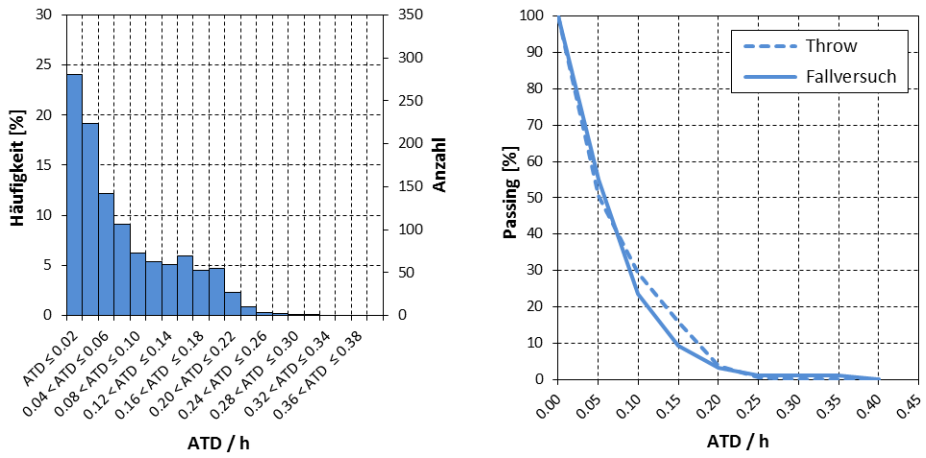


Abbildung 6.49: Verteilung der auf die Böschungshöhe normierten Auftreffdistanzen (n=1940), welche aufgrund der Simulation der Versuchsanordnung Klöch I mittels THROW ermittelt wurden (linke Grafik) sowie das Durchgangsdiagramm mit dem Vergleich der Ergebnisse der Fallversuche der Serie Klöch I und der Simulation (rechte Grafik).

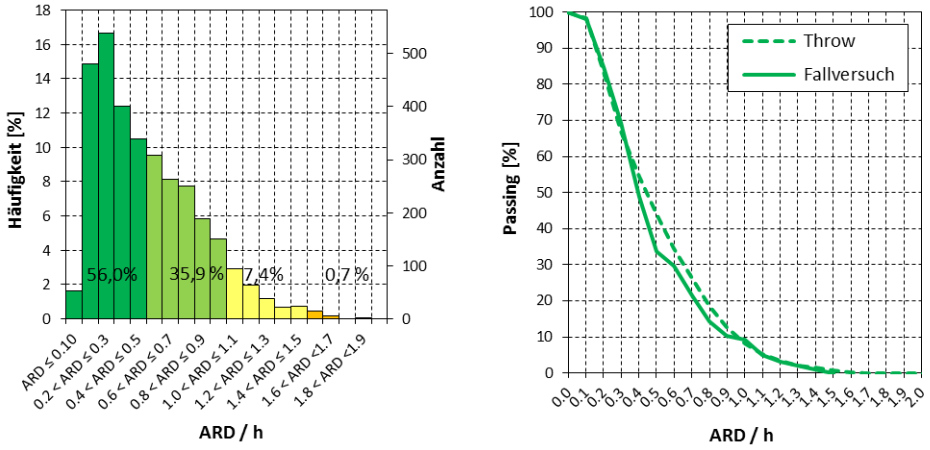


Abbildung 6.50: Verteilung der auf die Böschungshöhe normierten Ausrolldistanzen (n=1940), welche aufgrund der Simulation der Versuchsanordnung Klöch I mittels THROW ermittelt wurden (linke Grafik) sowie das Durchgangsdiagramm mit dem Vergleich der Ergebnisse der Fallversuche der Serie Klöch I und der Simulation (rechte Grafik).

Dieses Beispiel zur Kalibrierung und Validierung eines Berechnungsansatzes anhand der Ergebnisse eines Fallversuchs verdeutlicht die **Kriterien für eine akzeptable Modellkalibrierung**, welche wie folgt gelistet werden können:

- Fallversuche zeigten im Regelfall, dass die Reichweiten (ATD und ARD) **rechtsschiefen Verteilungen** folgen. Dieser Umstand sollte sich daher bei den Ergebnissen von Berechnungsansätzen (Steinfallprogrammen) widerspiegeln bzw. als ein wesentliches Qualitätskriterium für Modellberechnungen gelten.
- Erfolgt eine **Kalibrierung aufgrund des Vergleichs von Perzentilen von Reichweitenwerten**, welche aufgrund der Approximation durch Verteilungsfunktionen (z.B. eine logarithmische Normalverteilung oder einer Weibull-Verteilung) berechnet wurden, so ist mittels Test (z.B. Kolmogorov-Smirnov-Anpassungstest) die Zulässigkeit der Approximationen (für die der Simulation und jene der Fallversuche) nachzuweisen. Eine sehr gute Übereinstimmung hinsichtlich der 0,95-Perzentile muss jedenfalls gegeben sein. Gute Übereinstimmungen sind darüber hinaus bei anderen Perzentilen anzustreben.
- Erfolgt eine **Kalibrierung aufgrund des Vergleichs von Konfidenzintervallen für Perzentile von Reichweitenwerten**, welche mittels verteilungsunabhängigen Verfahren bestimmt wurden, so haben die Konfidenzintervalle, welche sich aus der Simulation ergaben, jedenfalls innerhalb der Konfidenzintervallen der Fallversuche zu liegen bzw. sollten diese im oberen Drittel der Konfidenzintervgallen der Fallversuche liegen. Idealerweise sollte dies für Konfidenzintervalle für 0,50-, 0,55-, … bis 0,95-Perzentile gelten.
- Die **maximalen ATD und ARD**, welche mittels Simulation ermittelt wurden, sollen realistische Werte liefern (bei Felseinzelböschungen etwa ATD/h < 0,37·h bzw. ARD/h < 1,8·h). Eine Kalibrierung anhand von Maximalwerten, also mittels Ausreißer, macht wenig Sinn und kann nicht erfolgen.
- Die Verteilungen von **Sprunghöhen und Sprungweiten**, welche mittels Simulation ermittelt wurden, haben mit den Ergebnissen von Versuchen zu korrelieren. Maximale Sprunghöhen und Sprungweiten sollen im Vergleich zu den Ergebnissen von Versuchen ebenfalls realistische Werte liefern. Im Gegensatz zu den voranstehenden Kriterien, welche durch Messen der

Endlagen bzw. durch Videoanalysen einigermaßen leicht zu ermitteln sind, ist die exakte Bestimmung dieser Werte aufwendig, jedoch zu berücksichtigen, wenn die Kalibrierung der Berechnung von Schutzmaßnahmen, wie Steinschlagschutznetzen, dienen soll.

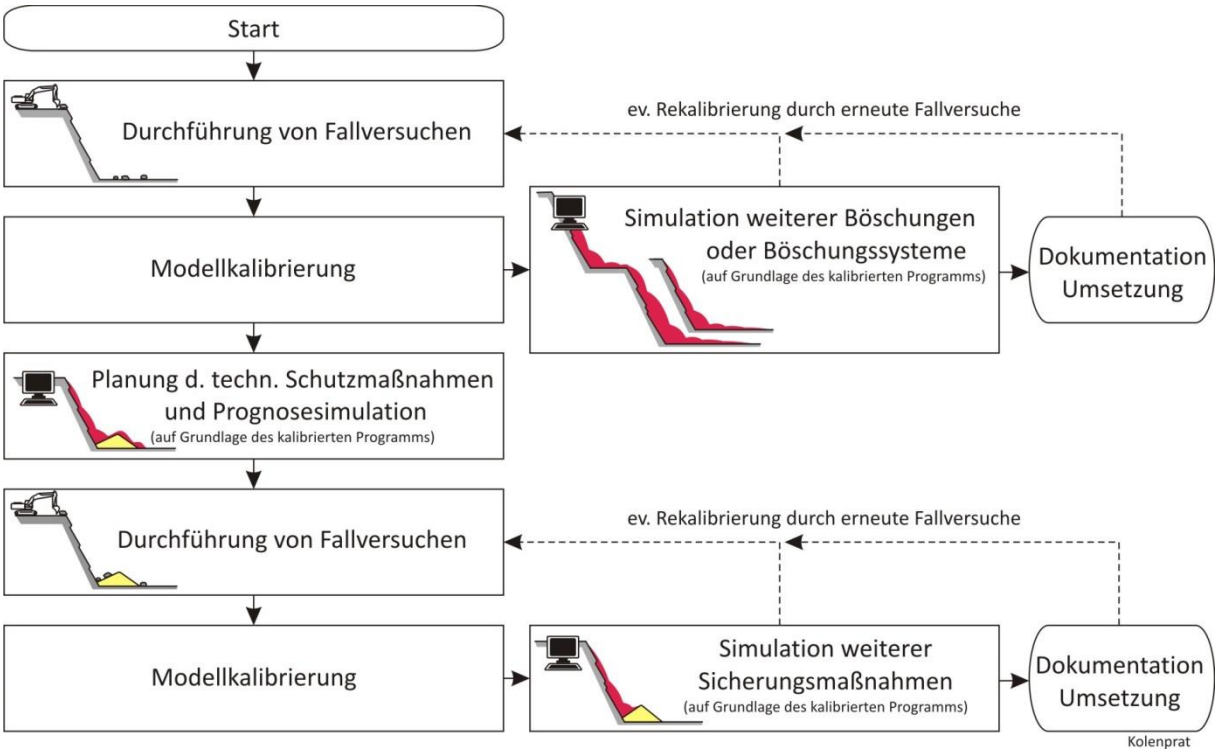


Abbildung 6.51: Vorgehensweise bei der Ermittlung von Reichweiten mittels Steinfallprogrammen (als Ergänzung zu Fallversuchen).

Aufbauend auf den bisher festgestellten Ergebnissen, wird vorgeschlagen folgende **Vorgangsweise bei der Ermittlung von Reichweiten mittels Steinfallprogrammen** anzuwenden, welche in Ergänzung zu Fallversuchen der Komplettierung der Gefahrenbereichsfestlegung dienen soll (siehe Abbildung 6.51).

In Bezug auf Tagbaue und die Festlegung von tagbauspezifischen Gefahrenbereichen am Böschungsfuß (GB_{UK}) sollte grundsätzlich **immer eine Modellkalibrierung mit Hilfe von Fallversuchen erfolgen**. Die Durchführung von Fallversuchen sollte in Tagbauen kein Problem darstellen.

Fallversuche sind hierbei **entsprechend dem dargestellten Standardprocedere** für Fallversuche an charakteristischen Tagbauböschungen mit einer Stichprobe, welche repräsentativ hinsichtlich des Umfangs (jedenfalls n > 60) und der Verteilung der Blockmassen ist, durchzuführen. Die Ergebnisse der Fallversuche dienen nicht nur der Kalibrierung des Berechnungsansatzes, sondern können gleichzeitig zur Festlegung von tagbauspezifischen Gefahrenbereichen ($GB_{UK\text{-}AM}$ und $GB_{UK\text{-}AN}$) für vergleichbare Böschungen (vergleichbar hinsichtlich Böschungshöhe, -form und –neigung) verwendet werden.

Die **Modellkalibierung** selbst hat hierbei nach voranstehend dargestellten Methoden zu erfolgen und muss die **angeführten Kriterien erfüllen**.

Liefert das Programm aufgrund der Kalibrierung verlässliche Ergebnisse in Übereinstimmung mit den natürlichen Vorgängen, so kann es für **Simulationen von weiten Einzelböschungen oder Böschungssystemen** verwendet werden, um tagbauspezifische Gefahrenbereiche auch bei nicht durch Fallversuche testbaren Böschungen und Böschungssystemen festzulegen.

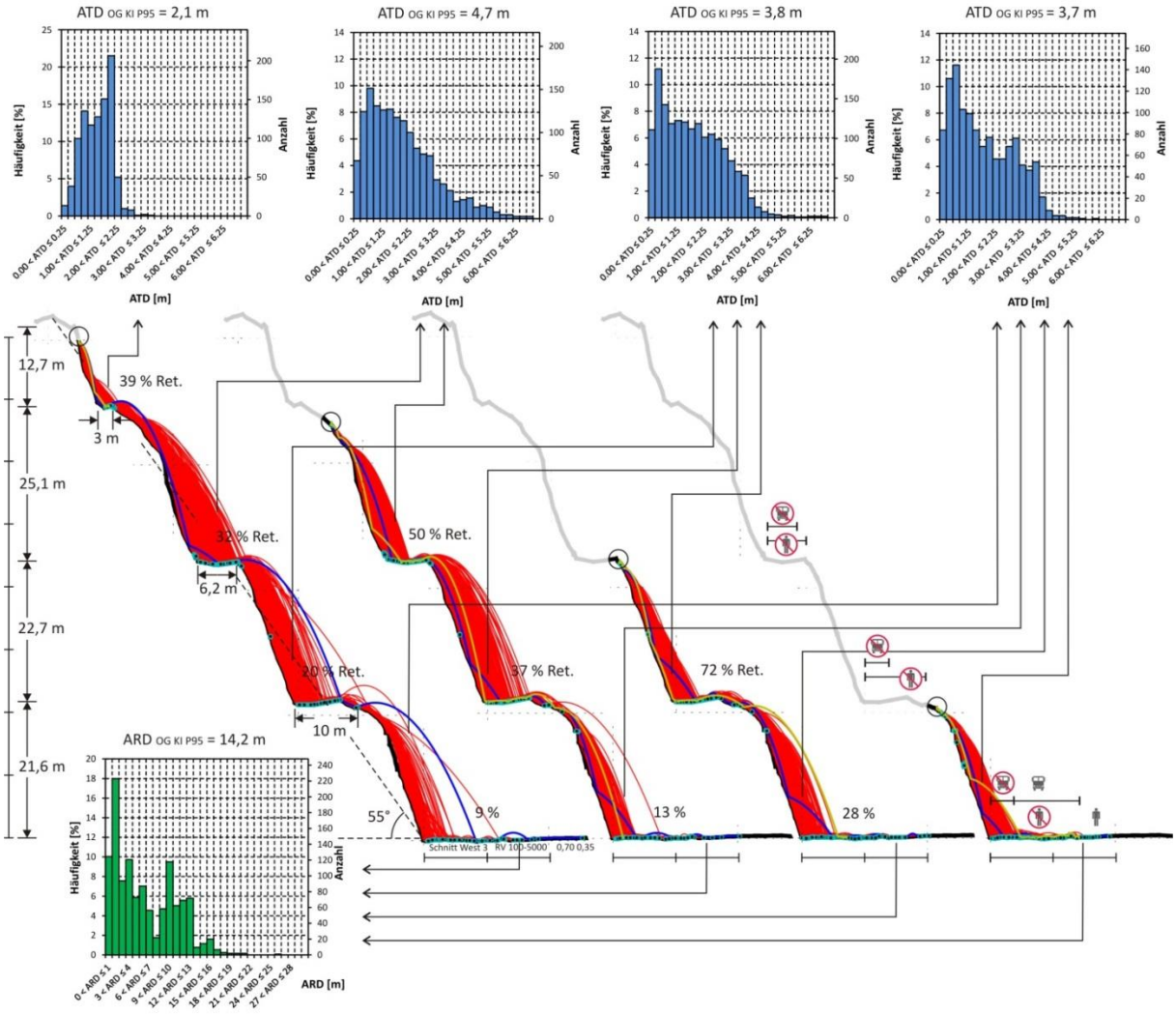


Abbildung 6.52: Simulation eine Böschungssystem mittels THROW (Abb. 8 aus KOLENPRAT & SCHMID, 2018)

Ein Beispiel für die Gefahrenbereichsfestlegung bei einem Böschungssystem aus KOLENPRAT & SCHMID (2018) gibt Abbildung 6.52 wieder. In diesem Fall war die Fragestellung, in welchem Ausmaß Blöcke, welche sich aus dem obersten, stark verwitterten Anteilen der Einzelböschungen des Böschungssystems lösen, die einzelnen Etagen betreffen und das Planum am Fuß des Böschungssystems erreichen können. Eine Fragestellung, welche nur mittels kalibrierten Steinfallprogramm gelöst werden kann, da in diesem Fall keine bzw. keine sicheren Zugangsmöglichkeiten für die Durchführung von Fallversuchen geben war und (unabhängig davon) solche Versuche extrem aufwendig wären und insbesondere einen großen Stichprobenumfang bräuchten.

Aufgrund des kalibrieten Berechnungsansatzes ist es aber möglich **Sicherungsmaßnahmen** zur Eindämmung der Ausrolldistanzen (wie Anschüttungen am Böschungsfuß, diverse Typen von Wällen

und Dämmen, Holzbohlenwände oder Netze) **zielgerichtet zu planen** und deren **Wirkung zu prognostizieren**.

Zur Überprüfung der Wirkungsweise der hergestellten Sicherungsmaßnahme und zur Verifizierung der Prognoseberechnungen ist die **Sicherungsmaßnahme mittels repräsentativen Fallversuchs zu testen**, um darauf aufbauend eine erneute Modellkalibierung (etwa hinsichtlich der Materialcharakteristika des Schüttmaterials eines Walls) vorzunehmen.

Diese weitere Anpassung der Modellparameter ermöglicht wiederum die **Simulation von weiteren Sicherungsmaßnahmen**, z.B. von Wällen mit unterschiedlicher Dimensionierung und Situierung, welche am Fuß von Böschung errichtet werden, welche unterschiedlich (hinsichtlich der Böschungshöhe, -neigung und -form) zu den bis dato getestet sind.

Weitere **Fallversuche zur Rekalibrierung der Modellparameter** können erforderlich sein, wenn aufgrund von Beobachtungen Mängel bei der Gefahrenbereichsfestlegung oder der Konzeption von Wällen festgestellt werden, indem z.B. Blöcke die festgelegten Grenzen von Gefahrenbereichen ($GB_{UK\text{-}AN}$) oder einen Wall im nicht vorgesehenen Ausmaß überrollen. Aus diesem Grund, sollten auch immer Kriterien für eine Nachevaluierung (von den zur Evaluierung beigezogenen fachkundigen Personen nach § 8 Abs. 4 TAV) festgelegt werden.

Am Ende dieses Prozesses hat eine **Dokumentation** der Ergebnisse und der daraus abgeleiteten Sicherungsmaßnahmen im Sicherheits- und Gesundheitsschutzdokument zu erfolgen (§ 8 Abs. 5 TAV) bzw. ist für die entsprechende **Umsetzung** zu sorgen, wie die Absicherung und Kennzeichnung der sich daraus ergebenen tagbauspezifischen Gefahrenbereiche ($GB_{UK\text{-}AM}$ und $GB_{UK\text{-}AN}$), das Setzen von technischen Sicherungsmaßnahmen (z.B. Schütten von Wällen) und Information und Unterweisung der Arbeitnehmer (§§ 10 und 17 TAV).

Abschließend zu diesen Betrachtungen wird folgender **Vergleich zwischen den Ergebnissen der Fallversuche zu jenen einer Simulationen mittels THROW** angestellt:

Im Kapitel 6.1.2 wurden auf Basis der Ergebnisse der Fallversuche für den gesamten Datensatz die Obergrenzen von Konfidenzintervallen für 0,95-Perzentile von auf die jeweiligen Böschungshöhen normierten Reichweiten nach dem verteilungsunabhängigen Verfahren ermittelt. Hierbei ergaben sich folgende Werte: $ATD/h = 0{,}227$ und $ARD/h = 1{,}035$ (siehe Tabelle 6.4). Diese Werte berücksichtigen ein umfangreiches Spektrum von Fallhöhen, Neigung und Formen von Felseinzelböschungen und eine große Bandbreite an Blockformen und -masse.

Für den Vergleich wurden Simulationen mittels THROW bei 10,0, 12,5, 15,0, 17,5 und 20,0 m hohen Böschungen mit ebener, konvexer und konkaver Form durchgeführt, welche eine durchschnittliche Böschungsneigung von 65° aufwiesen (siehe Abbildung 6.53). Böschungen mit konvexen und konkaven Formen setzen sich hierbei aus 55° und 70° geneigten Anteilen zusammen. Die Böschungsgeometrie wurde bei den Böschungen mit ebener Form aus 2, bei jenen mit konvexen und konkaven Formen aus 3 Punkten definiert. Die Berechnung erfolgte mit dem Standardmodellparametersatz (Tabelle 6.11). Für die Simulationen wurde ein gleichverteilter (rechtecksverteilter) Satz von Blockmassen von 100 bis 5000 kg in Schritten von 100 kg verwendet.

Die Dichte wurde mit 2650 kg/m^3 angenommen. Zur Erhöhung der statistischen Signifikanz der stochastischen Analyse wurden die Blockmassen bei jeder Simulation 20-mal abgestürzt (n = 1000).

Anhand der Ergebnisse der insgesamt 15 Simulationen wurden die Obergrenzen der Konfidenzintervallen für 0,95-Perzentile der Auftreff- und Ausrolldistanzen (nach dem verteilungsunabhängigen Verfahre, mit α = 5 %) für die einzelnen Böschungen ermittelt und in den Abbildungen 6.54 und 6.55 dargestellt. In diesen Abbildungen wurden die aus den Fallversuchen ermittelten Obergrenzen der Konfidenzintervalle für 0,95-Perzentile der Reichweitenwerte für den Vergleich eingetragen.

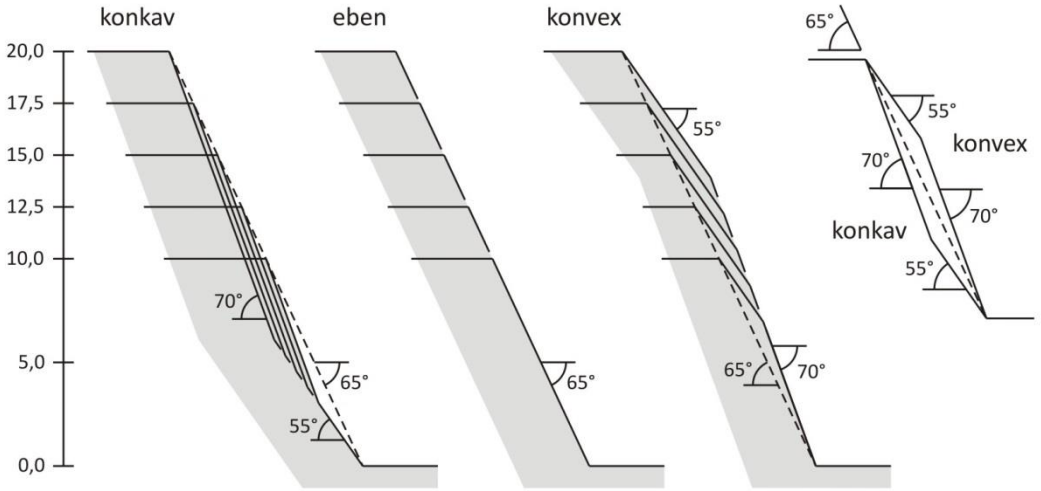


Abbildung 6.53: Böschungsgeometrien für die Simulationen mittels THROW

Hinsichtlich der mittels Simulation ermittelten Obergrenzen der Konfidenzintervalle der 0,95-Perzentile der ATD zeigte sich, dass diese bei allen Böschungshöhen und Böschungsformen unter dem empirischen Wert (OG KI P95 $ATD/h = 0{,}227$) lagen und bei zunehmender Böschungshöhe ein leicht rückläufiges Verhältnis von ATD zur Höhe hatten. Durch Anwendung des aus den Fallversuchen ermittelten Werts, würde man im Vergleich zu den simulierten Fällen immer auf der sicheren Seiten liegt.

Bei den durch Simulation ermittelten Obergrenzen der Konfidenzintervalle der 0,95-Perzentile der ARD ergab sich, dass konvex Böschungsformen bei allen Böschungshöhen unter dem durch Fallversuche ermittelten Wert (OG KI P95 $ARD/h = 1{,}035$) lagen, wohingegen ebene und konkave Formen bei Böschungshöhen bis 12,3 m und 15,4 m größere ARD und danach ebenso geringere ARD aufwiesen. Die Ergebnisse der Simulation zeigten weiters, dass sich bei zunehmender Böschungshöhe bei allen Böschungsformen ein rückläufiges Verhältnis von ARD zu Höhe ergab.

Die Anwendung des aus den Fallversuchen ermittelten empirischen Werts, würde im Vergleich zu den simulierten Fällen zu einer Unterbewertung der ARD bei geringen Böschungshöhen und konkaven Böschungsformen führen. In Hinblick auf konvexe Böschungsformen und größere Böschungshöhen würden diese jedoch eine deutliche Überbewertung der ARD gegenüber den Simulationen bewirken. In Hinblick auf Regelböschungen in Tagbauen mit Böschungshöhen von etwa

15 m und leicht konvexer Form würde die Anwendung des aus den Fallversuchen ermittelten Werts aufgrund der Simulationen eine ausreichende Sicherheit ergeben.

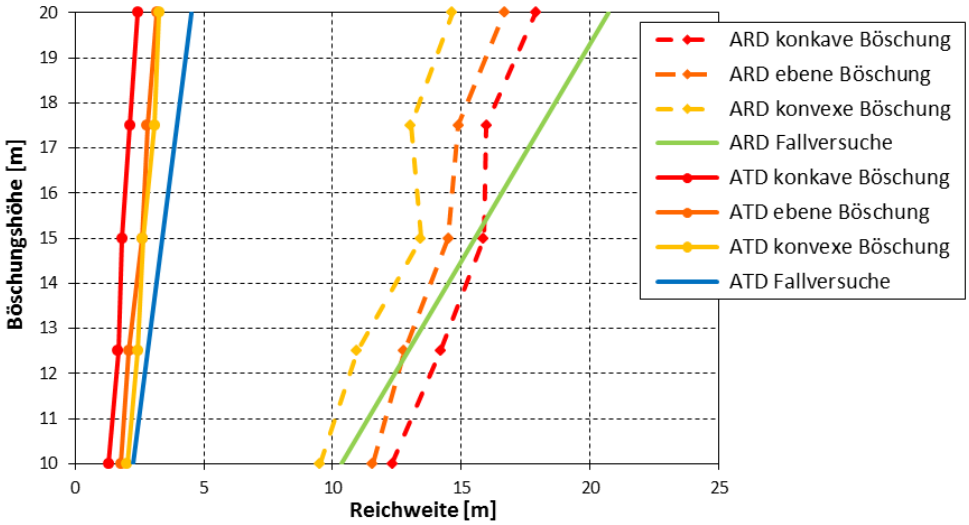


Abbildung 6.54: Vergleich von Auftreff- und Ausrolldistanzen (OG KI P95), welche durch Simulation mittels THORW und aufgrund von Fallversuchen ermittelt wurden.

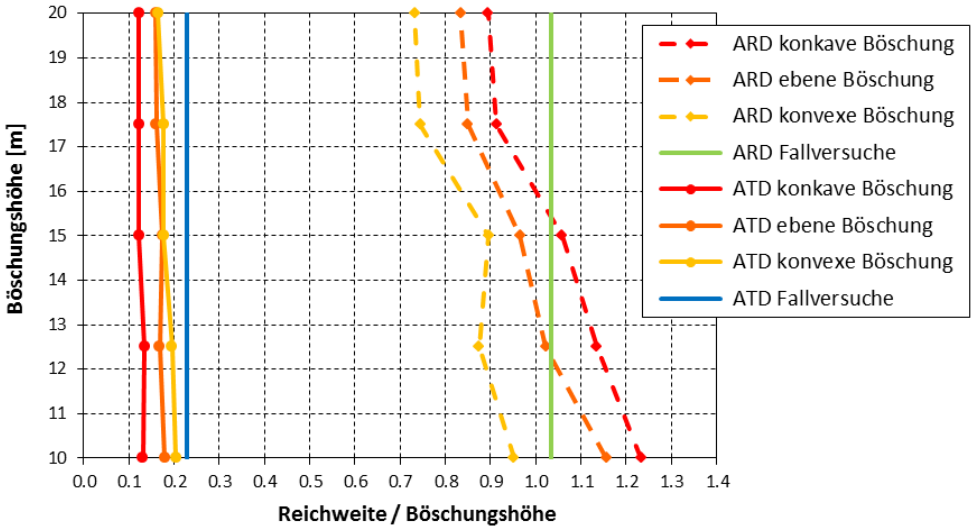


Abbildung 6.55: Vergleich von auf die jeweiligen Böschungshöhen normierten Auftreff- und Ausrolldistanzen (OG KI P95), welche durch Simulation mittels THORW und aufgrund von Fallversuchen ermittelt wurden.

Abschließend kann zum Vergleich mit dem Berechnungsansatz THROW Folgendes festgehalten werden:

Steinfallprogramme sind wesentlich für eine effiziente Ermittlung und Festlegung der GB_{UK}. Voraussetzung für die Verwendung dieser Programme ist jedoch, dass sich diese so kalibrieren lassen, dass deren Ergebnisse mit denjenigen aus der Natur übereinstimmen. Im Vergleich mit den Fallversuchen zeigt sich, dass THROW diese Voraussetzung bei der Berechnung von Steinfall an Felseinzelböschungen erfüllt. Einem wesentlichen Qualitätskriterium, indem das Programm bei der Berechnung der Reichweitenwerte rechtsschiefe Verteilungen ergibt, wird entsprochen.

Ein Hauptziel bei der Entwicklung des Steinfallprogrammes THORW war es, eine möglichst effiziente Kalibrierbarkeit mit Hilfe von Fallversuchen zu ermöglichen, indem die Kalibrierung anhand einiger weniger Eingangsparameter (vor allem Rauheit bzw. normale und tangentiale Restitution) erfolgen kann. In diesem Zusammenhang zeigt sich, dass mit Hilfe dieser maßgeblichen Parameter eine Kalibrierung effizient möglich ist, die Untergründe (Felsböschungen und Etagenuntergrund) ähnliche Materialcharakteristika haben und sich im Wesentlichen vor allem durch die Rauheit unterscheiden. Die Kalibrierungsversuche ergaben überdies, dass mit diesen wenigen Eingangsparameter in allen Fällen das Auslagen gefunden werden konnte.

Alternativ zur einer Modellkalibrierung mittels Vergleich von Perzentilen von Reichweitenwerten, welche sich aufgrund der Approximation durch eine logarithmische Normalverteilung ergeben, kann eine Kalibrierung durch einen Vergleich der Konfidenzintervalle für Perzentile von Reichweitenwerten, welche mittels verteilungsunabhängigem Verfahren bestimmt werden, erfolgen. Eine solche Vorgangsweise ist insbesondere dann erforderlich, wenn die Zulässigkeit einer Approximation der Reichweitenwerte von Fallversuchen durch eine Verteilungsfunktion nicht (durch einen Test) bestätigt werden kann. Dies ist häufig der Fall, wenn eine zu geringe Anzahl an auswertbaren Fallersuchen vorliegt.

6.3. Vergleich mit der PIERSON-Studie

Wie voranstehend bemerkt, liegen nur wenige gut dokumentiere Untersuchungen zu Sturzversuchen vor bzw. wurden nur wenige Detailergebnisse zu Versuchen veröffentlicht. Die umfangreichste verfügbare Studie stellt jene von PIERSON et al. (2001) dar, welche in einem Bericht des Oregon Department of Transportation (ODOT) veröffentlicht wurde. Diese baut auf den Untersuchungen von RITCHIE (1963) bzw. auf einer Vorstudie von PIERSON et al. (1994) auf.

Ziel der Untersuchungen war es, ausreichend große Auffangräume (so genannte catchment areas) für Steinfall aus Straßenböschungen zu finden, um Straßen (Landstraßen, Schnellstraßen und Autobahnen) wirksam schützen zu können, da laut Ansicht der Autoren die Schaffung von ausreichend dimensionierten Auffangräumen die beste und effektivste Maßnahme gegenüber Steinfall ist.

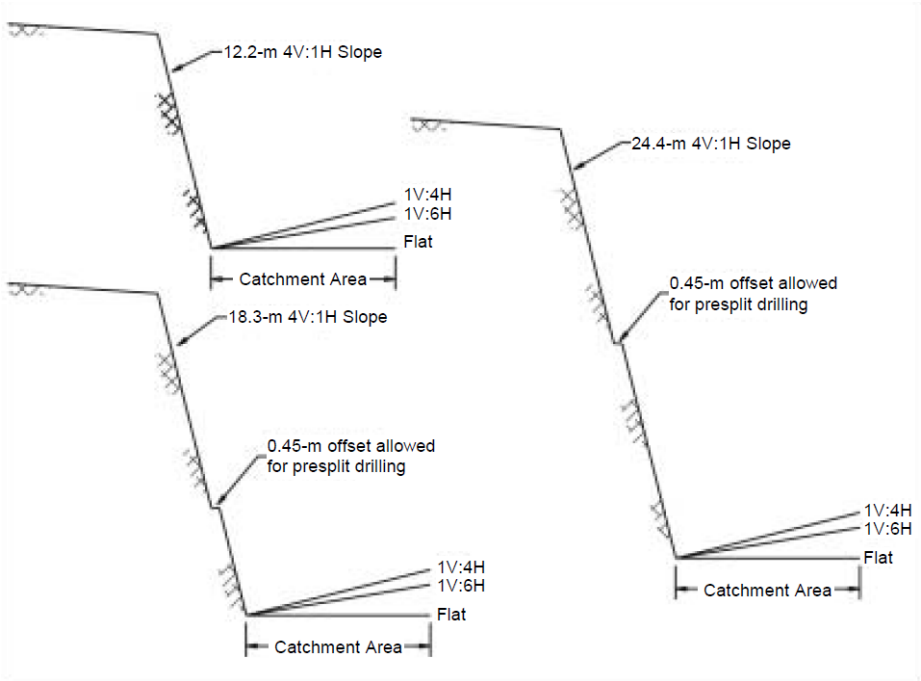


Abbildung 6.56: Figure 3.1 aus PIERSON et la. (2001), welches die unterschiedlichen Versuchsanordnungen für 76° (4:1) geneigte Böschungen wiedergibt.

Die Fallversuche wurden an künstlich geschaffenen 12,2 m (40 ft), 18,3 m (60 ft) und 24,4 m (80 ft) hohen Böschungen mit Neigungen von jeweils 90°, 76°, 63°, 53° und 45° durchgeführt. Die Auffangräume am Böschungsfuß waren jeweils horizontal (0°) sowie 9,5° und 14° gegen die Böschung einfallend geneigt, um dadurch Böschungen von Straßenquerschnitten nachzubilden. In Summe wurden somit 45 unterschiedliche Versuchsanordnungen getestet. Bezüglich der Böschungsformen wurde angegeben, dass die Böschungen mittels gebirgsschonendem Sprengverfahren (sogenanntem presplitting und cushion blasting) hergestellt wurden. Die hierbei erzeugten Böschungen waren relativ eben und ohne nennenswerte Vorsprünge, welche ein Springen begünstigt hätten. Lediglich Böschungen mit einer Höhe von 18,3 m und 24,4 m wiesen in einer Höhe von 12,2 m unterhalb der Böschungsoberkante ein horizontales Element mit einer Breite von etwa 0,45 m auf. Grund dafür

war, das zuerst eine 12,2 m hohe Böschung gesprengt wurde, welche in Folge nach unten auf eine 18,3 m und abschließend auf eine 24,4 m hohe Böschung erweitert wurde. Bezüglich der Böschungsgeometrien siehe Abbildung 6.56.

Der Untergrund der Auffangräume bestand aus gesprengtem Hauwerk und sollte dem Material von Straßenböschungen bzw. dem Straßenunterbau ähnlich sein. Die gesamten Versuche wurden an einem einzigen Versuchsstandort durchgeführt (Basalttagebau, Krueger Quarry, Multnomah County, Oregon, Koordinaten im WGS84: 45° 36’ 26‘‘ Nord, 122° 52‘ 25‘‘ West).

Über jede dieser 45 unterschiedlichen Versuchsanordnungen wurde ein Standardblocksatz im Umfang von 250 Blöcken abgestürzt. Dieser setzte sich aus 100 Blöcken, deren längste Achsen zwischen 0,15 m und 0,45 m lagen (one foot rocks mit einer längsten Achse von durchschnittlich 1 ft ± 6 inches), weiteren 75 Blöcken, deren längste Achsen zwischen 0,45 m und 0,75 m lagen (two foot rocks) sowie 75 Blöcke, mit der längsten Achsen zwischen 0,75 m und 1,05 m (three foot rocks). In Summe wurden somit die Auftreffdistanzen und Ausrolldistanzen von 11.250 Blöcken untersucht. Genaue Angaben zu jeweiligen Achsenlängen der Blöcke (A, B, C), Angaben zur Dichte oder zu den konkreten Blockmassen und deren Verteilungen sowie Angaben zur Form oder Kugeligkeit wurden keine gemacht.

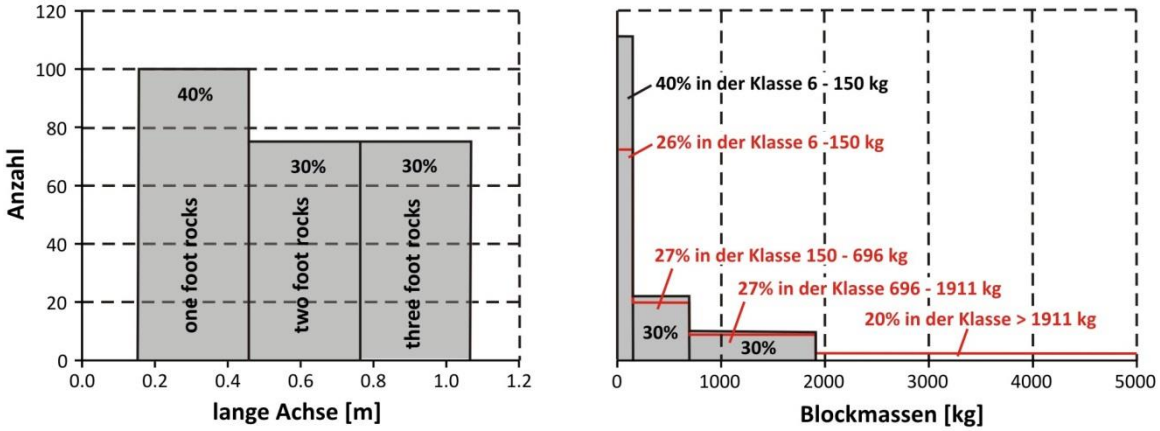


Abbildung 6.57: Klasseneinteilung entsprechend der längsten Achsenlänge des Standardblocksatzes (linke Grafik) sowie Einteilung in Gewichtsklassen (rechte Grafik).

Anzumerken ist, dass die angegebene Klasseneinteilung (100 bzw. 40% one foot rocks sowie jeweils 75 bzw. 30% two und three foot rocks, siehe linke Grafik der Abbildung 6.57) eine gleichmäßigere Verteilung der Blockgrößen bzw. eine geringe Variabilität der Massen suggeriert. Rechnet man aber diese Größenklassen in Gewichtsklassen um, indem man etwa als Modellmasse eine Kugelmasse ermittelt (mit den angegebenen längsten Achsen als Durchmesser und einer angenommenen Dichte des Basalts mit 3000 kg/m³), so ergeben sich daraus Gewichtskasse von 6 kg bis 150 kg, 150 kg bis 696 kg und 696 kg bis 1911 kg und würde zu einer Verteilung der Blockmassen wie in der rechte Grafik der Abbildung 6.57 führen. Unter dieser Annahme hätten mehr als 78% der Blöcke, welche in den Versuchen zum Einsatz kamen, eine Masse von weniger als einer Tonne und keiner der abgestürzten Blöcke hätte eine Masse von mehr als 2000 kg gehabt. Im Vergleich dazu gibt die rote Linie in der rechten Grafik der Abbildung 6.57 die prozentuelle Verteilung der Blockmassen der eigenen Fallversuche wieder. Dies zeigt, dass bei den eigenen Fallversuchen wesentlich weniger

Blöcke mit kleinen Massen (26% anstelle von 40% in der Gewichtsklasse 6 bis 150 kg) und bedeutend mehr Blöcke mit einer höheren Masse (20% der Blöcke mit Massen über 1911 kg) abgeworfen wurden.

Auftreffdistanzen (impact distance) und Ausrolldistanzen (roll out distance) wurden in den Untersuchungen von PIERSON et al. (2001) in gleicher Weise wie in den eigenen Versuchen ermittelt, also der orthogonale Abstand zwischen Böschungsfuß und Blockmittelpunkt beim ersten Auftreffen auf den Auffangraum bzw. der orthogonale Abstand zwischen Böschungsfuß und dem Blockmittelpunkt der Endlage. Die Angabe der Reichweitenwerte erfolgte in ganzen Fuß (1 ft = 0,3048 m).

Um die Ergebnisse der Untersuchungen von PIERSON et al. (2001) mit den eigenen Fallversuchen vergleichen zu können, wurden die Daten von jenen 9 Versuchsanordnungen analysiert, welche bei Böschungshöhen von 12,2 m, 18,3 m und 24,4 m, Neigungen von 53°, 63° und 76° und einem horizontalen Auffangraum (0°) ermittelt wurden, da diese hinsichtlich der Böschungshöhen und –neigungen ähnlich den eigenen Versuchsanordnungen waren. Für diese Versuchsanordnungen wurden 2.317 Werte für die Auftreff- und die Ausrolldistanzen angegeben (PIERSON et al., 2001, Anhang B: Tabellen B-13, B-16, B-19, B-22, B-25, B-28, B-31, B-34 und B-37).

Der **Maximalwert** für auf die Böschungshöhen normierte **Auftreffdistanzen** betrug bei diesem Datensatz $\boldsymbol{ATD/h = 0,366}$ und wurde von einem Block der 1-ft-Klasse mit einer Auftreffdistanz von 6,7 m (22 ft) bei einer 18,3 m hohen und 63° geneigten Böschung erreicht. Dieser Verhältniswert entspricht auch dem Maximalwert, welcher bei den eigenen Versuchen erreicht wurde.

Der **Maximalwert** für auf die Böschungshöhen normierte **Ausrolldistanzen** lag beim analysierten Datensatz bei $\boldsymbol{ARD/h = 1,42}$ und wurde von einem Block der 3-ft-Klasse mit einer Ausrolldistanz von 17,4 m (57 ft) bei einer 12,2 m hohen und 63° geneigten Böschung erreicht. Bei den eigenen Fallversuchen (mit vergleichbaren Neigungen) wurde im Vergleich hierzu ein Maximalwert von 1,44 ermittelt.
Bemerkenswert ist, dass die größte auf die Böschungshöhen normierte Ausrolldistanz aller von PIERSON et al. durchgeführter Versuche (n = 11.250) einen Wert von $\boldsymbol{ARD/h = 1,75}$ erreichte (Block der 3-ft-Klasse mit einer ARD von 21,3 m bei einer 45° geneigten, 12,4 m hohen Böschung).

Die Analyse dieses Datensatzes zeigte, dass die Verteilung der ATD und ARD ebenso rechtsschiefen Verteilungen folgten (Abbildungen 6.58 und 6.59).

Vergleicht man jedoch die Werte der Obergrenzen der Konfidenzintervalle für Perzentilen nach dem verteilungsunabhängigen Verfahren mit den Werten aus den eigenen Versuchen (Datensatz, welcher sich aus der Gesamtheit aller Versuche ergab, Tabelle 6.4) so zeigt sich, dass **die Werte der PIERSON-Studie generell unter den eigenen Ergebnissen liegen**. Tabelle 6.13 gibt hierzu die Obergrenzen der Konfidenzintervalle für Perzentilen (mit α = 0,05) für auf die jeweiligen Böschungshöhen normierten Reichweiten wieder. Die in dieser Tabelle angegebene Differenzen (Δ), zeigen den prozentuellen Unterschied zwischen den Reichweiten der PIERSON-Studie und den Reichweiten der eigenen Versuche (als Bezugsgröße).

OG KI f. Perzentile	$\frac{ATD}{h}$	Δ	$\frac{ARD}{h}$	Δ
0.99	0.266	-22%	1.124	-19%
0.95	**0.200**	-12%	**0.874**	-16%
0.90	0.167	-19%	0.737	-13%
0.85	0.150	-6%	0.633	-15%
0.80	0.125	-8%	0.566	-15%
0.75	0.117	-5%	0.500	-18%
0.50	0.075	7%	0.312	-14%

Tabelle 6.13: Obergrenzen von Konfidenzintervallen für Perzentile (mit α = 5 %) für auf die jeweiligen Böschungshöhen normierten Reichweiten (Datensatz von PIERSON et. al., 2001, für Böschungen mit 12,2 m, 18,3 m und 24,4 m Höhe, Neigungen von 53°, 63° und 76° sowie einem horizontalen Auffangraum).

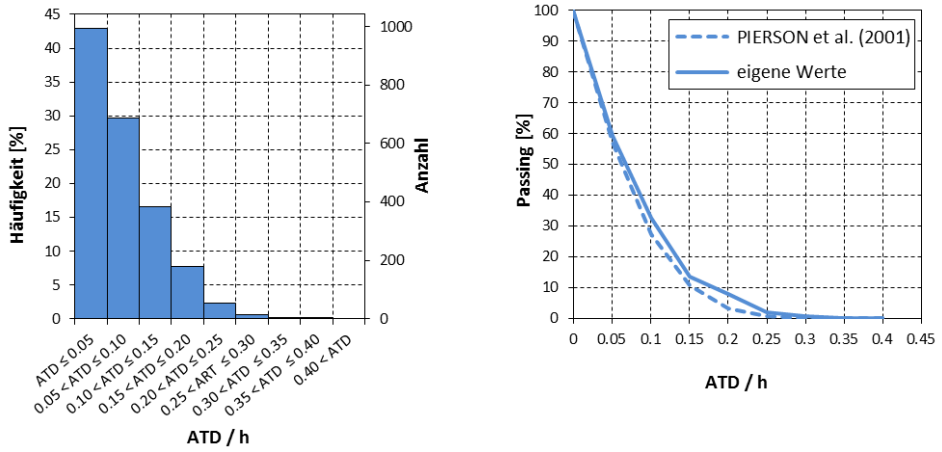


Abbildung 6.58: Auf die jeweiligen Böschungshöhen normierten Auftreffdistanzen des Datensatzes von PIERSON et. al. (2001) für Böschungen mit 12,2 m, 18,3 m und 24,4 m Höhe, Neigungen von 53°, 63° und 76° sowie einem horizontalen Auffangraum (linke Grafik) bzw. das Durchgangsdiagramm mit dem Vergleich dieser Reichweitenwerte mit jenen, welche sich aus der Gesamtheit der eigenen Fallversuche ergaben.

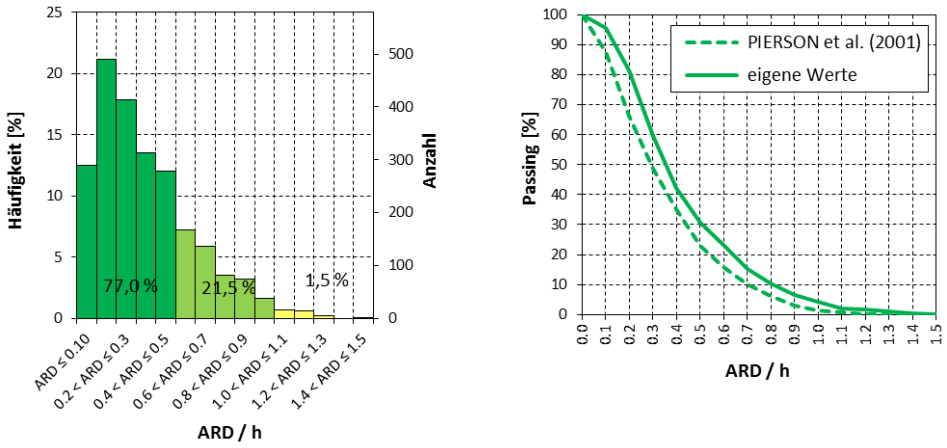


Abbildung 6.59: Verteilung der auf die jeweiligen Böschungshöhen normierten Aufrolldistanzen (ARD/h) des Datensatzes von PIERSON et. al.(2001) für Böschungen mit 12,2 m, 18,3 m und 24,4 m Höhe, Neigungen von 53°, 63° und 76° sowie einem horizontalen Auffangraum (linke Grafik) bzw. das Durchgangsdiagramm mit dem Vergleich dieser Reichweitenwerte mit jenen, welche sich aus der Gesamtheit der eigenen Fallversuche ergaben (rechte Grafik).

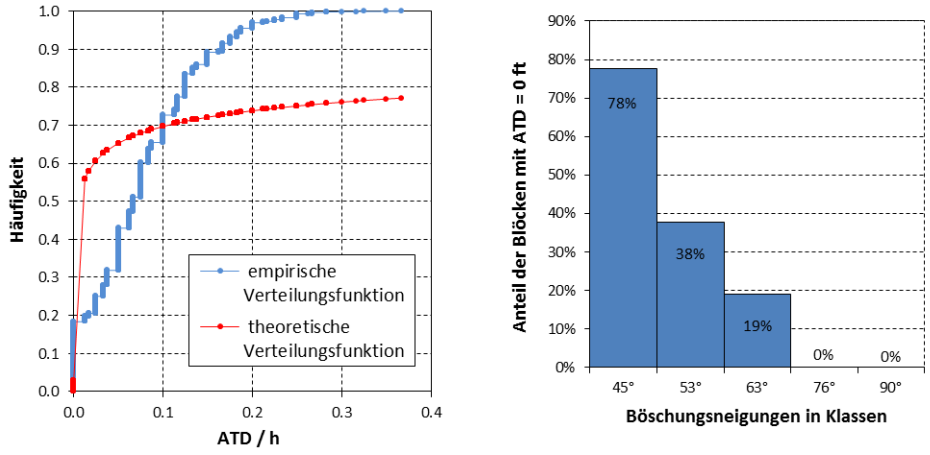


Abbildung 6.60: Graphische Darstellung des Kolmogorov-Smirnov-Anpassungstest mit dem Vergleich zwischen den sich aus den Versuchen ergebende empirische Verteilungsfunktion für die ATD/h und die für die Approximation verwendete logarithmische Normalverteilung (linke Grafik) sowie Darstellung des Anteils an Blöcken mit Auftreffdistanzen von genau 0 m für Böschungsneigungen von 45° bis 90°.

Hinzuweisen ist, dass eine Approximation der Reichweitenverteilungen mit logarithmischen Normalverteilungen aufgrund des Kolmogorov-Smirnov-Anpassungstest zu verwerfen war (eine Berechnung von Perzentilen auf Basis dieser Approximation konnte somit nicht erfolgen). Die linke Grafik der Abbildung 6.60 zeigt die graphische Darstellung des Kolmogorov-Smirnov-Anpassungstest für auf die Böschungshöhen normierte Ausrolldistanzen. Hierbei wurden die Parametern der logarithmischen Normalverteilung mit μ^*=-5,227 und σ^* = 5,67 geschätzt. Der KS-Test ergab als Testgrößen die Werte von 19,3 und. 0,401, welche beide die von HARTUNG et al. (1991) und RINNE (2008) angegebenen kritischen Werten für ein Signifikanzniveaus von α = 1 % überschritten ($1{,}04 < l_{n;0,99}^{norm}$ bzw. $0{,}033 < \Delta_{n;0,9957}$).

Ein Grund für die nicht durchführbare Approximation war der erstaunlich hohe Anteil an Blöcken mit einer ATD von genau 0 ft in der PIERSON-Studie. Die rechte Grafik der Abbildung 6.60 gibt diesen Anteil für Böschungen mit einer Neigung von 45° bis 90° wieder (Daten nach PIERSON et al., 2001, Anhang B: Tabellen B-4, B-7, B-10, B-13, B-16, B-19, B-22, B-25, B-28, B-31, B-34, B-37, B-40, B-43, B-46). Im Fall der drei 45° geneigten Böschungen (mit 12,5 m, 18,3 m und 24,2 m Höhe) wurden gar für 78% (582 von 750) der Blöcke eine ATD von 0 ft angegeben. Im Vergleich dazu ergab sich bei den eigenen Versuchen ein einziger Wert mit exakt 0,0 m.

Gründe für geringere Auftreff- und Ausrolldistanzen, gegenüber der eigenen Versuchen, könnten folgende sein:

- Die bei den Versuchen von PIERSON et al. (2001) untersuchten Böschungen wurden mittels gebirgsschonenden Sprengverfahren hergestellt. Ziel war es relativ ebene Böschungsformen, mit geringer Rauigkeit und ohne nennenswerte Vorsprünge zu schaffen. Diese Böschungsformen unterschieden sich somit signifikant von den konkaven und konvexen Formen mit hoher Rauigkeit und Felsvorsprüngen der eigenen Versuche. Die geringe Rauigkeit und die ebene Böschungsform könnte die hohe Anzahl an Blöcken mit einer Auftreffdistanz von 0 ft erklären, welche in Summe 26% betrug.

- Gegenüber den eigenen Versuchen, welche in einer Reihe von Tagbauen mit unterschiedlichen Lithologietypen, Böschungshöhen, -neigungen und –formen durchgeführt wurden, erfolgten alle Versuche von PIERSON et al. (2001) in einem einzigen Basalttagebau, wodurch sich eine wesentlich geringere Variabilität in Hinblick auf Böschungsparameter und Gesteinstypen ergab.
- Geht man von den oben angeführten Überlegungen zu Blockmassen aus, so ist anzunehmen, dass in den Versuchen mehr als 78 % der Blöcke eine Masse von < 1000 kg bzw. ausschließlich Blöcke mit einer Masse von < 2000 kg abgestürzt wurden. Eigene Versuche zeigten, dass vor allem Blöcke mit einer Masse von 4000 kg die höchsten Ausrolldistanzen ergaben.
- Der Untergrund der Auffangräume sollte dem Material von Straßenböschungen ähnlich sein und bestand aus gesprengtem Hauwerk mit erhöhter dämpfender Wirkung. Diese Situation wäre somit vergleichbar mit jenen eigenen Versuchen, bei welchen dämpfende Anschüttungen als Maßnahme zur Reduktion der Ausrolldistanz getestet wurde.

Aufgrund der genannten Gründe bzw. der offenbar unterschiedlich gelagerten Versuchsanordnungen und –bedingungen werden die geringeren Auftreff- und Ausrolldistanzen der PIERSON-Studie aber als nicht widersprüchlich gewertet. Vielmehr bestätigen diese Versuche in einigen Punkten die eigenen Untersuchungen (z.B. die maximal möglichen Auftreff- und Ausrolldistanzen). Ein detaillierter Vergleich (z.B. der von einzelnen Höhen oder Neigungen) zeigte sich jedoch als wenig sinnvoll. Bei den Versuchen wurde vor allem eine Variation der Böschungsneigungen und –höhen untersucht. Reichweiten sind jedoch von einer Vielzahl von Faktoren abhängig. Die für einen schlüssigen Vergleich wichtigen Angaben, wie Blockgrößen, Blockformen und Blockmassen oder die genauen Böschungsformen, wurden nicht veröffentlicht. Außerdem blieb eine Reihe von wesentlichen Fragen zur Versuchsdurchführung unbeantwortet. Fraglich ist beispielsweise, wie in der Studie mit Block-Block-Interaktionen umgegangen wurde (inwieweit traten solche auf, wie wurden diese verhindert bzw. wie wurden diese gewertet) oder wie wurden eine korrekte Auftreffdistanzen ermittelt?

Widersprüchlich bzw. nicht nachvollziehbar sind aber die aus den empirischen Versuchen abgeleiteten und mittels Steinschlagsimulationscodes (CRSP – Colorado Rockfall Simulation Program, PFEIFFER T. & BOWEN T., 1989) interpretierten und ergänzten **Entwurfsdiagramme zur Dimensionierung von Auffangräumen**.

Diese Entwurfsdiagramme mit den Eingangsparametern Böschungshöhe, Böschungsneigung und Neigung des Auffangraumes sollen eine Abschätzung der Größe von Auffangräumen ermöglichen, um ein gewünschtes Ausmaß an Steinfall zurückzuhalten (angegeben in 50 % bis zu 99 % Retention) und sollen einerseits die Grundlage für die Planung von neuen Einschnitten für Straßen bzw. andererseits der Evaluierung der Wirksamkeit bestehender Auffangräume oder deren Verbesserung dienen. Hierbei wurden von PIERSON et al. (2001) zwei Serien von Entwurfsdiagrammen mit identen Inhalten erstellt, welche sich nur dadurch unterscheiden, dass jeweils unterschiedliche Parameter fix gehalten werden.

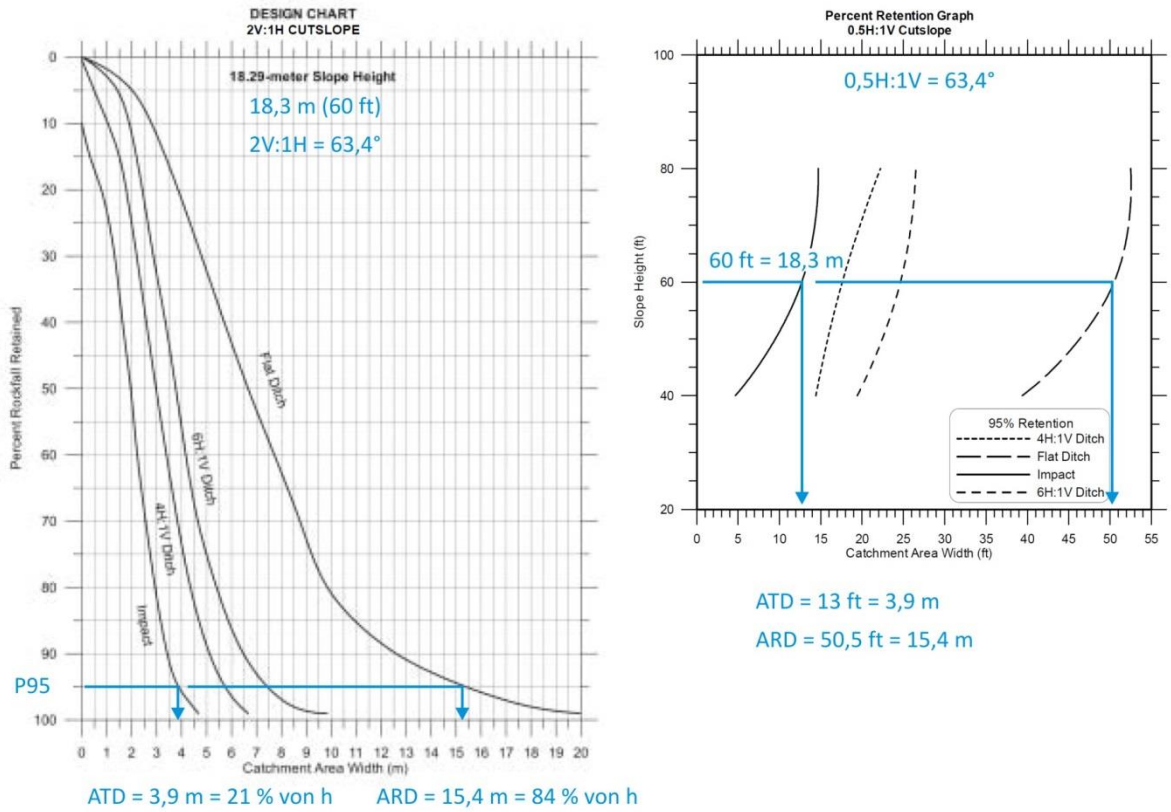


Abbildung 6.61: Fig. 5.13 (linke Grafik) und Anhang F-15 (rechte Grafik) aus PIERSON et al (2001). Darin zusätlich eingetragen (blaue Pfeile) die Auftreff-und Ausrolldistanzen bei horizontalen Auffangräumen für ca. 63° geneigte und 18,3 m hohe Böschungen sowie einer gewünschten Retention von 95 %.

Beim ersten Typ, den sogenannten cumulative percent retained design charts (siehe linke Grafik der Abbildung 6.61), wird eine Reihe von Diagrammen mit jeweils fixen Böschungshöhen und fixen Böschungsneigungen angeboten, bei welchen die Auftreff- und Ausrolldistanzen (für horizontale, 9,5° und 14° geneigte Auffangräume) in Abhängigkeit der Perzentilen abgelesen werden können.

Beim zweiten Typ, den sogenannten catchment area percent retention graph (siehe rechter Grafik der Abbildung 6.61), werden Diagramme mit jeweils fixen Böschungsneigungen und fixen Rückhaltevermögen (Perzentilen) vorgebeben, bei welchen die Auftreff- und Ausrolldistanzen in Abhängigkeit von Böschungshöhen ermittelt werden können. Dieser Diagrammtyp erlaubt somit das Ablesen von Werten für Zwischenhöhen.

Um die Probleme bei der Nachvollziehbarkeit dieser Diagramme zu verdeutlichen, werden beispielsweise die in den cumulative percent retained design charts (Fig. 5.1 bis 5.25 aus PIERSON et al., 2001) angegebenen 95 %-Retentionswerte der Auftreff- und Ausrolldistanzen für die unterschiedlichen Böschungsneigungen in der Abbildungen 6.62 dargestellt.

Die rechte Grafik der Abbildung 6.62 zeigt, dass bei Böschungen mit einer Neigung von 90°, 63° und 45° mit zunehmender Böschungshöhe die auf die Böschungshöhen normierten Ausrolldistanzen abnehmen. Hingegen geben die Kurven für die Böschungsneigungen von 76° und 53° wieder, dass etwa bei einer Böschungshöhe von 18 m das Verhältnis von ARD zu Böschungshöhe maximal ist. Ein funktionaler Zusammenhang ist hierbei nicht erkennbar.

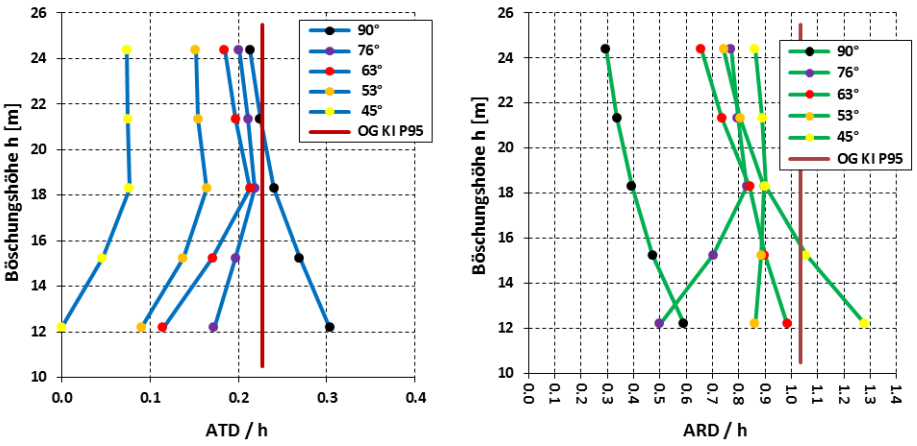


Abbildung 6.62: 95 %-Retentionswerte für auf die jeweiligen Böschungshöhen normierten Auftreff- und Ausrolldistanzen entsprechend den Angaben der Fig. 5.1 bis 5.25 aus PIERSON et al. (2001). Zum Vergleich darin eingetragen die jeweiligen Obergrenze der Konfidenzintervalle für 0,95-Perzentine (OG KI P95), welche sich aufgrund der Gesamtheit der eigenen Fallversuche ergaben (ATD/h = 0,227 und ARD/h = 1,035).

Noch weniger nachvollziehbar sind die Werte für die Perzentile an sich. Dies zeigt sich am Eindrücklichsten bei den ATD (linke Grafik der Abbildung 6.62). Angegeben wird beispielsweise, dass die 50%-Perzentile bei allen 45° geneigten Böschungen (Angaben der Fig. 5.21 bis 5.25 aus PIERSON et al., 2001) immer den Wert von 0 m einnimmt. Dieser Umstand, dass 50 % der Ergebnisse eines Experimentes den Minimalwert aufweisen, ist nicht realistisch. Auch die 99%-Perzentile einer 12,5 m hohen und 45° geneigten Böschung nimmt entgegen jeglicher Erfahrung den Wert von 0 m ein.

Ein Vergleich der Abbildung 6.62 zeigt überdies, dass die 95 %-Retentionswerte für die Auftreff- und die Ausrolldistanzen wesentlich unter den Obergrenzen von Konfidenzintervallen für 0,95-Perzentile liegen, welche sich aufgrund der Gesamtheit der eigenen Fallversuche ergaben bzw. zeigte sich auch, dass in einer Reihe von Fällen die 99 %-Retentionswerte unter dieser Obergrenze lagen.

Aufgrund dieser widersprüchlichen Angaben lässt sich die scheinbar sehr effektive Maßnahme zur Reduktion der Ausrolldistanzen durch Herstellung von gegenläufig zu den Felsböschungen einfallenden Auffangräumen (welche vermutlich auch eine hohe dämpfende Wirkung ausweisen müssen) nicht geeignet quantifiziert.

Abbildung 6.63 gibt die 95 %-Retentionswerte (Angaben gemäß Fig. 5.11 bis 5.15 aus PIERSON et al., 2001) für Ausrolldistanzen bei 12,2 m bis 24,4 m hohen und 63,4° (2:1) geneigten Böschungen mit horizontalen (0°) bzw. 9,5° (1:6) und 14° (1:4) gegen das Böschungseinfallen geneigten Auffangräumen wieder. Entsprechend dieser Angaben würde etwa die Schaffung eines 9,5° gegen das Einfallen der Böschung geneigten Auffangraums eine Reduktion um durchschnittlich 51 % gegenüber den Ausrolldistanzen bei horizontalen Auffangräumen bewirken. Bei 14° geneigten Auffangräumen würde sich gar eine Reduktion um 62 % (also auf durchschnittlich 38 % der Werte bei horizontalen Auffangräumen) erzielen lassen.

Anzumerken ist, dass die Herstellung von gegenläufig zu den Felsböschungen einfallenden Etagen bzw. Arbeitsetagen als Maßnahme zur Begrenzung von Ausrolldistanzen in Tagebau kontraproduktiv ist. Etagen und Arbeitsetagen sollten mit einer geringen Neigung hangauswärt einfallend angelegt werden, um Niederschlagswässer abzuleiten und um diese nicht zusätzlich in den Untergrund

einleiten. Sehr wohl kann dieser Effekt aber (wie voranstehend bereits ausgeführt wurde) bei der Herstellung von Wällen genutzt werden.

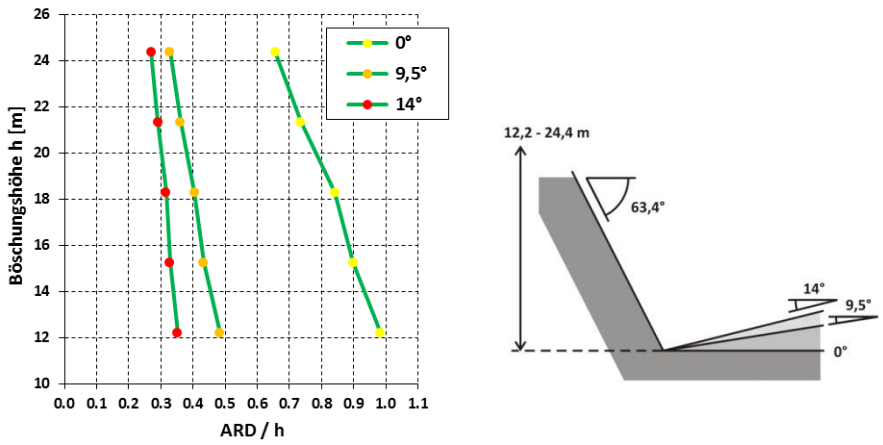


Abbildung 6.63: 95 %-Retentionswerte für auf die Böschungshöhen normierte Ausrolldistanzen bei einer Böschungsneigung von 63° mit horizontalen (0°) bzw. 9,5° bzw. 14° gegen das Einfallen der Felsböschung geneigten Auffangräumen (Angaben gemäß Fig. 5.11 bis 5.15 aus PIERSON et al., 2001).

Fazit: Aufgrund der oben genannten Gründe sollten die von PIERSON et al. (2001) entwickelten Entwurfsdiagramme zur Dimensionierung von Auffangräumen nicht zur Festlegung von tagbauspezifischen Gefahrenbereichen herangezogen werden. Die 95 %-Retentionswerte der Diagramme korrespondieren in keinster Weise mit den 0,95-Perzentilwerten der eigenen Versuche.

7. Kabinenschutzaufbauten gegen herabfallendes Gestein

Fahrzeugkabinen von Erdbaubaumaschinen (wie Radlader, Hydraulikbagger, Bohrwägen oder Muldenfahrzeuge) stellen die Hauptarbeitsplätze in Tagebauen dar. Im Sinn einer effektiven Gefahrenverhütung ist es daher gerade hierbei erforderlich, dass die Gefahren und Belastungen für die Führer dieser Arbeitsmittel durch eine Reihe von technischen Maßnahmen im Bereich der Fahrzeugkabinen wirksam reduziert, oder wenn möglich, grundsätzlich vermieden werden.

Neben den Belastungen durch Maschinenlärm und Ganzkörpervibrationen, der Gefährdung durch mineralische Stäube in der Atemluft, einer möglichen Gefahr des Absturzes oder des Umstürzens, ist es vor allem die Gefahr durch herabfallendes Gestein aus Tagbauböschungen (oder auch aus höhergelegenen Fördereinrichtungen), vor denen die Führer dieser Arbeitsmittel zu schützen sind.

Nach den geltenden **Inverkehrbringervorschriften für Maschinen** (der Maschinen-Sicherheitsverordnung 2010 - MSV 2010, BGBl II Nr. 282/2008, welche die nationale Umsetzung der EU-Maschinenrichtlinie 2006/42/EG darstellt) und den damit harmonisierten Normen, sind die Hersteller verpflichtet, selbstfahrende Maschinen mit Schutzaufbauen zu versehen, wenn für die Führer dieser Arbeitsmittel eine Gefährdung durch herabfallende Gegenstände besteht (Vorgabe nach Anhang I Z 3.4.4. MSV 2010).

Bei Erdbaumaschinen (Definition siehe EN ISO 6165:2013) geht man von dieser Gefährdung grundsätzlich aus, sodass diese nach Z 5.3.4 EN 474-1:2015 (bis auf einige Ausnahmen wie Kompaktmuldenfahrzeuge) mit **Schutzaufbauten gegen herabfallende Gegenstände**, einem sogenannten **FOPS** (Falling Object Protection Structure) auszustatten sind, sofern diese für den Einsatz in Bereichen bestimmt sind, in denen Gefahr durch herabfallende Gegenstände besteht. Diese Schutzaufbauen gelten nach den Inverkehrbringervorschriften als Sicherheitsbauteile (§ 2 Abs. 2 lit. c i.V.m. Anhang V Z 15. MSV 2010) und müssen so beschaffen sein, dass die Führer beim Herabfallen von Gegenständen durch einen angemessenen Verformungsgrenzbereich (DLV - Deflection-Limiting Volume nach EN ISO 3164:2013) gesichert sind.

Zur Feststellung der Anforderungen sind diese im Zuge eines speziellen Konformitätsbewertungs-verfahren für Maschinen (nach §12 Abs. 3 und 4 MSV 2010) in Form von Baumusterprüfungen durch sogenannte Benannte Stellen (Notified Bodies) zu unterziehen.
EN ISO 3449:2009 bzw. die (nach Z 5.3.2.1 EN 474-5:2013) für Hydraulikbagger relevante ISO 10262:1998 normieren hierbei die Versuchsdurchführungen und die sicherzustellenden Anforderungen. Bei diesen Baumusterprüfungen werden definierte Fallprüfkörper aus einer vorgegebenen Höhe auf das Sicherheitsbauteil fallen gelassen, wobei der Verformungsgrenzbereich (der DLV ist hierbei die Umhüllende eines am Sitz befindlichen Fahrers) weder berührt noch durchdrungen werden darf.
Mit EN ISO 3449:2009 werden zwei Stufen (Kategorien) von Schutzaufbauten vorgegeben:

- Ein FOPS der Stufe I stellt einen Eindringschutz gegen herabfallende kleine Gegenstände (wie Ziegelsteine oder Handwerkzeug) dar. Getestet wird die Wirkung mit einem genormten runden Fallprüfköper, welcher eine dynamische Belastung von 1.365 J einbringt.

- Ein FOPS der Stufe II stellt einen Eindringschutz gegen herabfallende schwere Gegenstände (wie Gesteinsbrocken) dar. Die Wirkung wird hierbei mit einem genormten zylindrischen Fallprüfköper getestet, welcher eine dynamische Belastung von 11.600 J einbringt.

In ähnliche Weise bzw. mit einer ähnlichen Kategorisierung gibt dies die ISO 10262:1998 für Hydraulikbagger vor, wobei eine Unterscheidung in oben an den Kabinen angebrachten bzw. im Dach integrierten Schutzaufbauten (Top Guard Protective Structure bzw. FOPS) und in seitlichen oder frontal an die Kabinen angebrachten Schutzaufbauten (Front Guard Protective Structure - FGPS) getroffen wird. Hierbei werden folgende Eindringwiderstände vorgegeben:

- FOPS Level I: Eindringwiderstand von 1.365 J
- FOPS Level II: Eindringwiderstand von 11.600 J
- FGPS Level I: Eindringwiderstand von 700 J
- FGPS Level II: Eindringwiderstand von 5.800 J

Die für den Obertagebergbau von den Herstellern angebotenen Erdbaumaschinen sind im Regelfall (serienmäßig) mit FOPS der Stufe II ausgestattet. Für Muldenfahrzeuge wird nach EN 474-6:2013 (Z 5.6.2.) ein FOPS der Stufe II vorgegeben. Einen Sonderstatus nehmen Hydraulikbagger ein. Bei diesen haben die Hersteller diese Arbeitsmittel zumindest mit Anschlagpunkten auszustatten und in Abhängigkeit von dem beabsichtigten Einsatz der Maschine eine Schutzeinrichtung anzubieten (Z 5.3.2.1 EN 474-5:2013). Im Regelfall sind Hydraulikbagger im Obertagebergbau mit FOPS und FGPS des Levels II ausgestatten. Abbildung 7.1 zeigt zwei Beispiele von selbstfahrenden Arbeitsmitteln mit Schutzaufbauten gegen herabfallendes Gestein. Im Gegensatz zu den hier gezeigten, leicht erkennbaren außen auf den Kabinen sitzenden Schutzaufbauten, können diese auch im Kabinendach der Arbeitsmittel integriert sein.

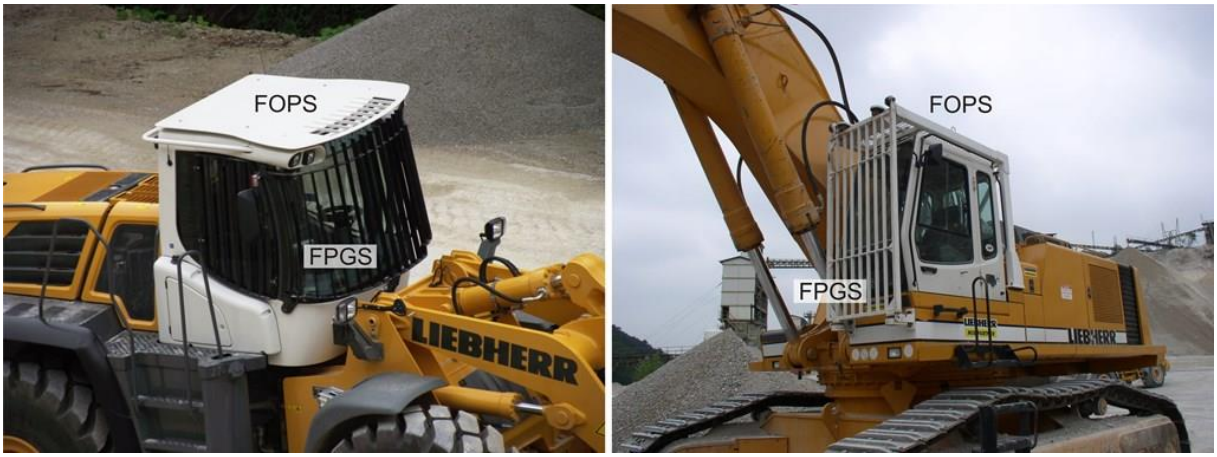


Abbildung 7.1: 24t-Radlader der Type Liebherr L 566 mit FOPS sowie Seiten- und Frontscheibenschutz und ein 84t-Hydraulikbagger der Type Liebherr R 984 mit FOPS und FGPS

Für normale Lastkraftwagen mit Mulden (Zwei-, Drei- und Vierachser bzw. Sattelzugmaschinen mit Muldenaufleger, welche in vielen Tagbauen als Förderfahrzeuge zum Einsatz kommen), für Lieferwagen (welche z.B. dem Sprengmittel- und dem Treibstofftransport dienen) sowie für Personenkraftwagen werden die genannten Schutzaufbauten gegen herabfallende Gegenstände nicht vorgegeben bzw. ist aufgrund der Bauweise auch das Anbringen solcher nicht möglich. Dieser Umstand ist daher bei deren Verwendung entsprechend zu berücksichtigen.

Ein Problem, welches sich im Zusammenhang mit Schutzaufbauten gegen herabfallende Gegenstände in der Praxis immer wieder zeigte, sind von Verwendern selbst konstruierte Schutzaufbauten. Meist handelt es sich hierbei um an die Kabinen von Hydraulikbaggern oder Radladern angebrachten Steinschlagschutzgitter für Frontscheiben, welche gegen Steinfall bei der Entnahme aus Schurzrinnen oder gegen weggeschleuderte Gesteinssplitter beim Knäppern mittels Freifallkugel schützen sollten.

Den Verwendern (welche in diesen Fällen zu Herstellern werden) ist aus Sicht des Verfassers meist nicht bewusst, dass diese Anbauten ebenso Schutzaufbauten gegen herabfallende Gegenstände (also Sicherheitsbauteile) sind, deren Wirkungsweise und Eindringwiderstand im Zuge eines Konformitätsbewertungsverfahrens mittels Baumusterprüfungen nach harmonisierten Normen von benannten Stellen zu prüfen ist und nicht einfach selbst hergestellt und angebracht werden dürfen.

Abgesehen von diesen rechtlichen und normativen Vorgaben sind die Schutzwirkung und der Eindringwiderstand unklar. Wie bei den in der Abbildung gezeigten Beispielen, ist im Regelfall von einem sehr geringen Eindringschutz auszugehen, sodass diese aus Sicht des Verfassers als Placebomaßnahme (Vortäuschen einer Schutzwirkung) anzusehen sind.

Ein weiteres Problem kann sich durch das Anbringen dieser Aufbauten an die Fahrzeugkabine ergeben. Kabinen von Erbbaumaschinen sind meist integrative Bestandteile von Überrollschutzaufbauen (sogenannte ROPS, welche nachstehend erläutert werden). Erfolgt das Anbringen etwa durch Schweißen oder Anschrauben an die ROPS-Kabinen, so wird dadurch die Struktur dieser Sicherheitsbauteile geschwächt und die von den Herstellern garantierte und geprüfte Schutzwirkung ist nicht mehr gegeben. Als Konsequenz verliert das Arbeitsmittel die Konformitätserklärung mit all den damit verbundenen Konsequenzen für den Verwender. Das gleiche Problem kann sich ergeben, wenn etwa nicht für das Arbeitsmittel vom Hersteller vorgesehene Schutzbelüftungsanlagen (zur Verminderung der Belastung gegenüber gesundheitsgefährlichen Arbeitsstoffen in der Atemluft) oder einfach nur zusätzliche Scheinwerfer an die Kabinen (ohne Zustimmung der Hersteller oder nicht nach deren Vorgaben) angebracht werden.

Abbildung 7.2: Beispiele für selbst gebaute Schutzaufbauten in Form von an die Kabine angeschweißten Lichtschachtgittern als seitlicher Steinschlagschutz (linkes Bild) sowie ein frontaler Steinschlagschutz aus einem Drahtgitterelement (Zaunelement).

Eine weitere Art von Kabinenschutzaufbauten (welche voranstehend erwähnt wurde und der Vollständigkeit halber kurz erläutert werden sollen) sind **Überrollschutzaufbaue**, sogenannte **ROPS** (Roll-Over Protection Structure).

Diese Aufbauten sind Konstruktionen aus zusätzlichen Versteifungselementen und können entweder (serienmäßig) in die Fahrerkabine eingebaut sein oder sind Konstruktionen für eine optionale Ausstattung bzw. Nachrüstung.
Überrollschutzaufbaue haben den Zweck, die Quetschgefahr für Maschinenführer mit angelegtem Sicherheitsgurt im Fall eines Umsturzes oder Überrollen der Maschine zu vermindern und müssen wiederum so beschaffen sein, dass Verformungsgrenzbereich (DVL) nicht betroffen wird. Bei der Konzeption wird aber der Schutz gegenüber einem Absturz des Arbeitsmittels nichtberücksichtigt.

Überrollschutzaufbaue sind, wie Schutzaufbauten gegen herabfallende Gegenstände, Sicherheitsbauteile (Anhang V Z 14 MSV 2010), deren Wirkungsweise im Zuge eines Konformitätsbewertungsverfahrens mittels Baumusterprüfungen (Anhang IV Z 22 MSV 2011) nach harmonisierten Normen (EN ISO 3471:2008 nach Z 5.3.3 EN 474-1:2015 bzw. ISO 12117-2:2008 nach Z 5.3.2.2.4 EN 474-5:2013 für Hydraulikbagger) von benannten Stellen zu prüfen ist.
Wie beim FOPS wird von den Herstellern von Erdbaumaschinen gefordert, diese Arbeitsmittel mit Überrollschutzaufbauen auszustatten (Anhang I Z 3.4.3. MSV 2010). Eine Ausnahme stellen wiederum Hydraulikbagger dar. Hydraulikbagger mit einem Betriebsgewicht zwischen 6 und 50 t sind (nach Z 5.3.2.2.3 EN 474-5:2103) zumindest mit **Umsturzschutzaufbauen** (**TOPS** – Tip-Over Protection Structure, Leistungswertung nach ÖNORM EN 13531: 2010) auszustatten, sofern diese nicht ohnedies mit einem ROPS ausgestattet sind. Sollte serienmäßig keine ROPS-Ausstattung gegeben sein, so sind neben dem TOPS zumindest Anschlagpunkte für Überrollschutzaufbauen für den Fall einer Nachrüstung vorzusehen (Z 5.3.2.2.4 EN 474-5:2103). Klarerweise dürfen Hydraulikbagger ohne ROPS-Kabine nicht für Arbeiten eingesetzt werden, bei welchen die Gefahr des Überrollens besteht, wie dies im Obertagebau aber der Regelfall ist.

Anzumerken ist, dass FOPS/ROPS-Kabinenschutzaufbauten bereits seit Jahrzenten den Stand der Technik darstellen. Leistungsmerkmalen hinsichtlich der Eindringwiderstände und deren Prüfungen wurden in ähnlicher Weise durch rechtliche Bestimmungen und Normierungen vorgegeben (z.B. durch ISO 3349:1984 und ISO 3471:1980, welche durch die ehemals geltende Schutzaufbauten-Sicherheitsverordnung, SSV, BGBl. Nr. 308/1994, harmonisiert waren).

Eine weitere technische Maßnahme, welche in bedingtem Ausmaß vor Steinfall oder weggeschleudertem Gestein schützen soll, ist eine **Sicherheitsverglasung** der Kabinenfenster.
Eine solche ist (nach Z 5.3.2.9 EN 474-1:2015) für die Scheiben von Türen und für Fenstern von Erdbaumaschinen von den Herstellern vorzusehen. Eine genaue technische Spezifizierung hierzu wird derzeit jedoch nicht normativ vorgegeben. Eine Recherche bei zwei marktführenden Herstellern von Erdbaumaschinen ergab, dass eine Ausstattung mit Verbundsicherheitsglas der Widerstandsklasse P3A bis P5A nach EN 356:2000 erfolgte. Bei der Prüfung der Widerstandklassen haben Proben mehrmaligen Versuchen zu widerstehen, bei welchen definierte Aufprallkörper aus unterschiedlichen Höhen im freien Fall auf die Proben fallen gelassen werden. Bei der Widerstandsklasse P4A wird etwa 3malig ein Wurfgeschoß in Form einer Metallkugel mit einem Durchmesser von 10 cm und einer Masse von 4,11 kg aus einer Fallhöhe von 9 m auf eine Probe fallen gelassen (jeweilige Nennaufprallenergie 363 J).

Neben den bereits erläuterten Inverkehrbringervorschriften (MSV 2010 und den damit harmonisierten Normen), welche die Hersteller bzw. die Inverkehrbringer von Arbeitsmitteln einzuhalten haben, sind für die Arbeitgeber (also die Verwender) **Arbeitnehmerschutzvorschriften für die Benützung von selbstfahrenden Arbeitsmitteln** relevant. Diese werden vor allem mit dem 3. Abschnitt ASchG bzw. in der auf Grundlage des ASchG erlassene Arbeitsmittelverordnung (AM-VO, BGBl. II Nr. 164/2000) vorgegeben.

Nach dem geltenden Arbeitnehmerschutzrecht sind folgende allgemeine Grundsätze bei der Benutzung von Arbeitsmitteln einzuhalten:

- Es dürfen nur solche Arbeitsmittel eingesetzt werden, die für die jeweilige Arbeit in Bezug auf die Sicherheit geeignet sind oder angepasst wurden (§ 33 Abs. 3 Z 1 ASchG).
- Die eingesetzten Arbeitsmittel haben hinsichtlich Konstruktion, Bau und Schutzmaßnahmen den für sie geltenden Rechtsvorschriften über Sicherheits- oder Gesundheitsanforderungen zu entsprechen (§ 33 Abs. 3 ASchG). Werden CE-gekennzeichneten Arbeitsmittel (welche nach den geltenden Inverkehrbringervorschriften und Normen hergestellt und inverkehrgebracht wurden) erworben, so kann davon ausgegangen werden, dass der oben genannte Umstand erfüllt wird (§ 33 Abs. 4 ASchG).
- Arbeitsmittel dürfen nur für Arbeitsvorgänge und unter Bedingungen benutzt werden, für die sie geeignet sind und für die sie nach den Angaben der Hersteller oder Inverkehrbringer vorgesehen sind (§ 35 Abs. 1 Z 1 ASchG). Als Informationsquelle hierfür ist die Betriebsanleitung heranzuziehen, welche auch die vom Hersteller vorgesehenen Einsatzbedingungen zu beinhalten hat (Vorgabe nach Anhang I Z 1.7.4. MSV 2010 bzw. Z 7.2.3-3 EN 474-1 für Erdbaumaschinen).
- Die für die Benutzung von Arbeitsmitteln geltenden Bedienungsanleitungen der Hersteller oder Inverkehrbringer sind von den Verwendern einzuhalten (§ 35 Abs. 1 Z 2 ASchG).

Wird von diesen Vorgaben abgewichen, indem z.B. Arbeitsmittel oder deren Einsatzbedingungen in einem größeren Umfang verändert wurden, als dies von den Herstellern oder Inverkehrbringern vorgesehen wurde, so ist in solchen Fällen die Benutzung durch Arbeitnehmer nur dann zulässig, wenn eine sogenannte **Gefahrenanalyse** durchgeführt wurde und die erforderlichen bzw. ergänzende Schutzmaßnahmen getroffen wurden (§ 35 Abs. 2 ASchG). Diese Gefahrenanalyse stellt eine spezielle Art der Gefahrenermittlung und –beurteilung dar. Neben den im Kontext mit der Gefahrenermittlung und –beurteilung einzuhaltenden rechtlichen Vorgaben (insbesondere §§ 4 u. 5 ASchG bzw. § 2 Dok-VO) werden in Hinblick auf Gefahrenanalysen nach § 35 ASchG aber keine weiteren Vorgaben hinsichtlich der Vorgehensweise und der Verfahren mit dem derzeit geltenden Arbeitnehmerschutzrecht gemacht. In diesem Zusammenhang wird auf die Vorgehensweise, Verfahren und Vorgaben zur Risikobeurteilung (Risikoanalyse und Risikobewertung) und Risikominderung bei Maschinen nach EN ISO 12100:2013 (harmonisierte Europäische Norm nach Anhang XIV MSV 2010) hingewiesen, welche die Komplexität und den erheblichen Aufwand im Hinblick auf die Maschinensicherheit verdeutlicht.

Werden nun **Arbeitsmittel in tagbauspezifischen Gefahrenbereichen**, in denen die Gefahr durch herabfallendes Gestein besteht, eingesetzt (beispielsweise beim Beräumen von Böschungen nach

§ 15 Abs. 1 TAV oder bei der Entnahme von Hauwerk am Böschungsfuß oder aus Hauwerkfächern), so ist dies nach § 14 TAV nur zulässig, wenn folgende Punkte erfüllt werden können:

- Es sind ausschließlich selbstfahrende Arbeitsmittel zu verwenden, deren Fahrerkabine mit ausreichend dimensionierten **Schutzaufbauten gegen herabfallendes Gestein** ausgestattet sind und
- es ist ergänzend eine **Gefahrenanalyse** durchzuführen, welche eine ausreichend hohe Schutzwirkung durch die Schutzaufbauten oder sonstigen Schutzeinrichtungen sicherzustellen hat.

Ergibt diese Gefahrenanalyse nun, dass der Einsatz von Arbeitsmittel in tagbauspezifischen Gefahrenbereichen (in denen eine Gefahr durch herabfallendes Gestein besteht) nicht ohne Gefahr für die Sicherheit und den Gesundheitsschutz für Arbeitnehmer möglich ist, so dürfen diese Arbeitsmittel in diesen Bereichen nicht benutzt werden bzw. hat der Arbeitgeber zu sorgen, dass diese nicht benutzt werden (§ 14 Abs. 2 TAV). Die Ergebnisse dieser Gefahrenanalyse und die erforderlichen Maßnahmen sind (nach § 8 Abs. 5 TAV) im Sicherheits- und Gesundheitsschutzdokument jedenfalls zu dokumentieren.

Eine Abschätzung der Wirkungsweise von Schutzaufbauten gegen herabfallende Massen liefert das Diagramm der Abbildung 7.3. Mit diesem Energie-Fallhöhen-Massen-Diagramm wird dargestellt, welche Massen bei welchen Fallhöhen unter Annahme eines freien Falls (unter Vernachlässigung des Luftwiderstandes) zu einem Überschreiten der für die einzelnen Kategorien von Schutzaufbauten normierten Eindringwiderstände führen können.

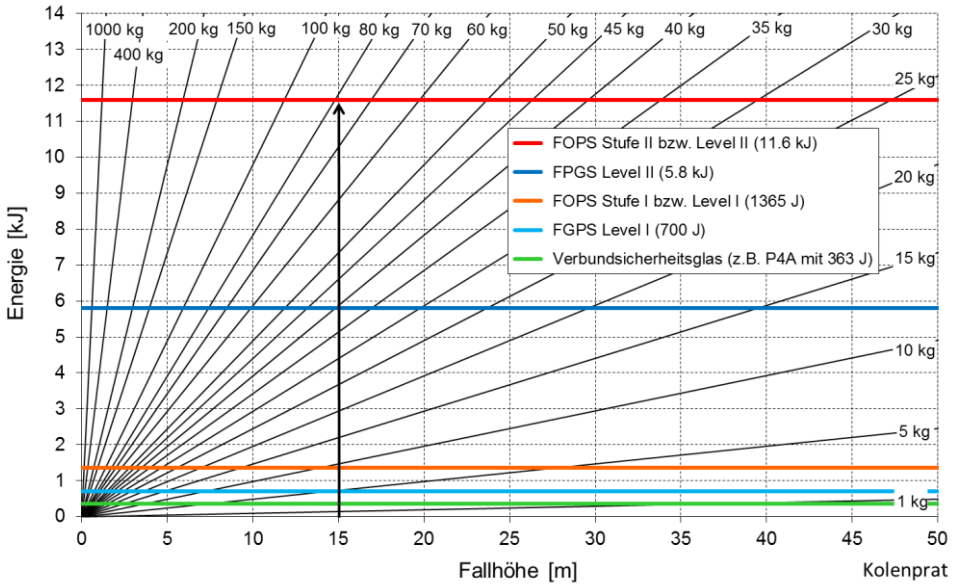


Abbildung 7.3: Energie-Fallhöhen-Diagramm zur Verdeutlichung bzw. Abschätzung der Schutzwirkung von Schutzaufbauten gegenüber Massen bei unterschiedlichen Fallhöhen

Neben den jeweiligen Eindringwiderständen für Schutzaufbauten gegen herabfallende Gegenstände (FOPS der Stufen I und II bzw. der Level I und II, FPGS der Level I und II) wurde ergänzend der Eindringwiderstand einer Sicherheitsverglasung der Widerstandsklasse P4A eingetragen.

Ersichtlich ist, dass beispielsweise bereits ein Gestein mit einer Masse von ca. 79 kg bei einer Fallhöhe von 15 m im freien Fall (schwarzer Pfeil) die Energie erreichen würde, um den Eindringwiderstand einer FOPS-Kabine der Stufe II (11.6 kJ) zu erreichen. Nimmt man eine Dichte von 2650 kg/m³ an, so würde diese einer Gesteinskugel mit einem Durchmesser von 38,5 cm entsprechen.

Dieses Diagramm lässt erkennen, dass Blöcke, deren Masse im Vergleich zu den möglichen Massen in Tagbauböschungen als gering zu bewerten sind, bereits bei moderaten Fallhöhen zu einem Überschreiten der Leistungsgrenzen eines Schutzaufbaus mit dem höchsten Eindringschutz (einem FOPS der Stufe II) führen können. Dies verdeutlicht, dass die Schutzwirkung dieser Aufbauten gegenüber dynamischen Belastungen endendwollend ist.

Hinzuweisen ist überdies, dass zur Feststellung der normierten Eindringwiderstände für FOPS der Stufe II eine Prüfung mit einem stählernen Fallprüfköper mit zylindrischer Form (bzw. glatter Oberfläche ohne Vorsprünge) erfolgte. Im Gegensatz dazu sind Steinfallblöcke unregelmäßig und weisen auch spitze Formen auf, sodass davon auszugehen ist, dass bei bestimmen Konstruktionen von Schutzaufbauten ein Durchdringen bereits bei geringeren Aufprallenergien möglich sein wird. Andererseits kann es im Gegensatz zu Fallprüfkörper bei Steinfallblöcken zur Fraktionieren des kommen.

Abbildung 7.4: verschiedene Ansichten eines durch Steinfall durchschlagene Schutzkabine (FOPS der Stufe II) eines Radladers (Foto M. Scholz Arbeitsinspektorat Leoben 2011)

Abbildung 7.4 zeigt die Auswirkungen eines Treffers bei einer Schutzkabine eines 26-Tonnen-Radladers mit fatalen Folgen für den Maschinenführer. Der Unfall ereignete sich am Fuß eines ca. 110 m hohen, durchschnittlich ca. 62° geneigten und durchgängigen Böschungssystems (ohne Etagen). Zum Unfallzeitpunkt befand sich die Radladerkabine in einem Abstand von etwa 7 m zum Böschungsfuß. Der Aufprall erfolgte in einem hinteren Bereich der Kabine. Beim Auftreffen fraktionierte der Block und riss hierbei ein Loch mit einem Durchmesser von ca. 40 cm in das Kabinendach (linkes Bild) bzw. deformierte die massive hintere Kabinenkonstruktion (rechtes Bild der Abbildung). Der Block hatte eine Masse von etwa 25 bis 30 kg. Als Ablösebereich für den Steinfall wurde eine Stelle vermutet, welche ca. 60 m über dem Unfallort lag.

Geht man von Abschätzungen für Blöcke ab, welche im freien Fall auf Schutzaufbauten treffen, und versucht konkrete Auftreffenergien, welche sich infolge eines Sturzprozesses über eine Felsböschung

ergeben, zu erhalten, so bietet es sich an, diese Berechnungen mit kalibrierten Programmen, wie z.B. THROW, durchzuführen.

Bei nachstehendem Beispiel (Abbildungen 7.5 und 7.6) wurden Modellparameter entsprechend Tabelle 6.11 gewählt. Bei diesem Beispiel wird angenommen, dass sich ein Hydraulikbagger mit einem Kabinenschutzaufbau des Levels II in einem tagbauspezifischen Gefahrenbereich am Fuß ($GB_{UK\text{-}AM}$) einer konvexen Tagbauböschung mit einer Höhe von 15 m befindet. Das Kabinendach liegt hierbei in einer Höhe von 3,2 m über dem Etagenuntergrund, sodass die freie Fallhöhe 11,8 m betragen würde. Würde nun ein Block aus dieser Höhe im freien Fall auf die Kabine treffen, so müsste dieser eine Masse von mehr als 100,2 kg haben, damit dessen Auftreffenergie den normierten Eindringwiderstand von 11,6 kJ überschreiten kann.

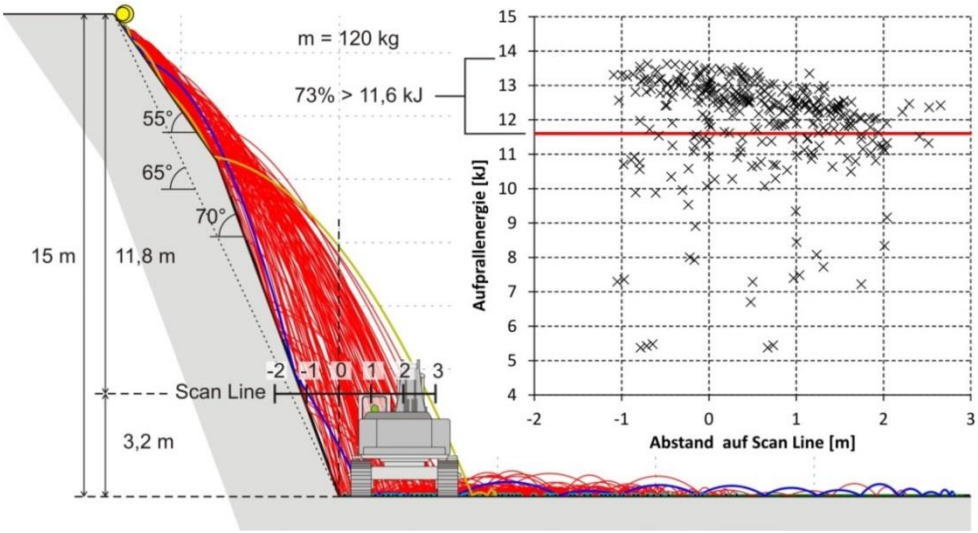


Abbildung 7.5: Modellannahmen für die THROW-Berechnungen bzw. Diagramm mit der Verteilung der Durchgangsenergien im Bereich der horizontalen Scan Line für eine Blockmasse von 120 kg

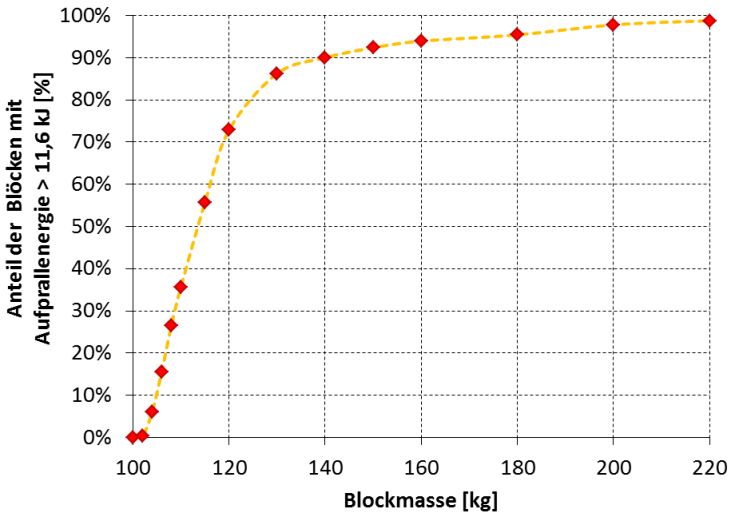


Abbildung 7.6: Verteilung der Anteile von Blöcken mit einer Aufprallenergie über 11,6 kJ bezogen auf die einzelnen Blockmassen.

Für die Analyse wurden nun Berechnungen für unterschiedliche Blockmassen ab einer Masse von 100 kg durchgeführt, wobei für jede einzelne Blockmasse jeweils 400 Einzelberechnungen (Würfe)

erfolgen. In Folge wurde die kinetische Energie beim Durchgang durch eine horizontale Linie (Scan Line) mit einer Elevation von 3,2 m über Grund berechnet (Lage des Kabinenschutzdachs).

In Abbildung 7.6 wird dargestellt, welchen Anteil die Blöcke mit einer Aufprallenergie über 11,6 kJ bezogen auf die jeweiligen Blockmassen hatten. Die Berechnungen ergaben, dass bereits ab einer Masse von 102 kg Blöcke auftreten können, welche eine Aufprallenergie von mehr als 11,6 kJ haben (0,3%). Dieser Anteil steigt in Folge stark an, sodass bereits bei einer Masse von 140 kg ein Anteil von 90 % der Blöcke dieses Kriterium erfüllt (siehe Abbildung 7.6). Die Kurve flacht mit zunehmender Blockmasse ab, wobei ab einer Masse von 200 kg ein Anteil von 98 % erreicht wird.

Bezüglich der Energieverteilung im Bereich der horizontalen Scan Line (auf 3,2 m über Etagenuntergrund) wird auf das Diagramm der Abbildung 7.5 verwiesen. Dieses Diagramm zeigt die Verteilung der Aufprallenergien für eine Blockmasse von 120 kg (400 Einzelberechnungen). Bei dieser Masse hatte ein Anteil von 73 % eine Aufprallenergie von mehr als 11,6 kJ. Die Berechnungen zeigten insgesamt, dass böschungsnahe Blöcke größere Energien als Blöcke mit einer größeren Reichweite aufwiesen. Im gegenständlichen Beispiel würde sich das Dach in einem Abstand von 0,6 bis 1,6 m befinden (bezogen auf den Ursprung am Böschungsfuß) und auch seitliche Treffer erhalten. Die maximalen Reichweiten im Bereich der horizontalen Scan Line lagen zwischen 2,5 und 3 m (21-26% der Fallhöhe).

Die Ergebnis dieser beispielhaften Berechnungen zeigen, dass bei Sturzprozessen über Tagbauböschungen (in diesem Fall eine Böschung mit leicht konvexer Form) offenbar nur wenig kinetische Energie vernichtet wird und bereits Blöcke, welche nur eine geringfügig höhere Masse als jene, welche im freien Fall die Leistungsgrenze der Schutzaufbauen überschreiten würden, ausreichen, um ein ähnliches Energieniveau zu erreichen.

Dies korreliert gut mit den Beobachtungen der empirischen Versuchen, welche zeigten, dass ein Großteil der Blöcke nur wenige Male und vor allem in einem sehr flachen Winkel auf die Felsböschung auftreffen und offenbar hierbei nur wenig Energie vernichtet wird. Das gegenständliche Beispiel verdeutlicht bereits einige Punkte, welche bei einer schlüssigen und nachvollziehbaren Gefahrenanalyse (nach § 14 Abs. 1 Z 2 TAV) zu berücksichtigen sind.

Eine derartige Analyse muss immer auf die jeweiligen örtlichen geologisch-geotechnischen Gegebenheiten abzustimmen, sodass folgende Aspekte jedenfalls zu berücksichtigen sind:

- zum Ablöseereignis:
    - die Versagensmechanismen, welche für die jeweiligen Böschungen maßgeblich sind, und deren Eintrittswahrscheinlichkeit,
    - die Verteilung der Steinfallmassen,
    - die Verteilung der möglichen Fallhöhen;
- bezüglich des Sturzprozesses:
    - die für die Analyse relevanten Böschungsgeometrien,
    - die sich daraus ergebenen maßgebliche Sturzmechanismen,
    - Dämpfungsparameter der Felsböschung,
    - sich daraus ergebende Trajektorien und Verteilung der Reichweiten (insbesondere im Bereich des Fahrzeugkabine);

- bezüglich der zu berücksichtigenden Arbeitsmittel:
    - Aufstellungsbedingungen von Arbeitsmitteln,
    - Leistungsmerkmale und Konstruktionsweise von Kabinenschutzaufbauten gegen herabfallende Gegenstände (FOPS, FGPS),
    - der voraussichtliche zeitliche Umfang in dem sich Fahrzeugkabinen in Auftreffbereichen aufhalten werden;

Diese Auflistung zeigt die mögliche Komplexität derartiger Gefahrenanalysen und den erheblichen Aufwand, der betrieben werden muss.

Vergleicht man nun die Schutzwirkung von Kabinenschutzaufbauten gegen herabfallende Gegenstände von Erdbaumaschinen (FOPS, FGPS) mit der möglichen Schutzwirkung von Fahrzeugkabinen ohne derartige Schutzaufbauten oder gar der Widerstandfähigkeit von nur durch persönliche Schutzausrüstung (PSA) geschützten oder völlig ungeschützten Personen, welche sich im Auftreffbereich von Steinfall befinden können, so ist Folgendes festzuhalten:

Fahrzeugdächer von Lastkraft- und Personenkraftwagen sind in keinster Weise konzipiert, um einen Schutz vor herabfallendem Gestein zu bieten. Stahlbleche von nichttragenden Karosserieteilen, wie die von Fahrzeugdächern, haben bei Personenkraftwagen eine Blechdicke von etwa 0,7 bis 0,8 mm (tragende Teile ca. 1 mm). Geringe Auftreffenergien reichen aus, um diese zu durchschlagen und die Führer dieser Arbeitsmittel zu treffen. Angaben zu deren Widerstandfähigkeiten sind nicht bekannt, es ist jedoch davon auszugehen, dass Dächer von Lastkraft- und Personenkraftwagen einen geringeren Eindringwiderstand als ein FOPS der Stufe I haben (FOPS Stufe I mit 1.365 J - dies entspricht einer Masse von 9,3 kg aus einer Fallhöhe von 15 m im freien Fall).

Betrachtungen hinsichtlich der **Widerstandsfähigkeit des menschlichen Körpers** gegenüber herabfallenden Gegenständen bzw. Gestein können nur bedingt angestellt werden. Klar ist, dass bereits kleinste Massen aus geringer Höhe zu schweren oder gar tödlichen Verletzungen führen können, insbesondere wenn Personen keinen Kopfschutz tragen.
Bei der Gefahr durch herabfallende Gegenstände bzw. Gestein ist den Arbeitnehmern jedenfalls ein Kopfschutz in Form von Industrieschutzhelmen als persönliche Schutzausrüstung zur Verfügung zu stellen (Vorgabe nach § 9 Verordnung Persönliche Schutzausrüstung, PSA-V, BGBl. II Nr. 77/2014) und deren Arbeitgeber haben Sorge zu tragen, dass diese auch verwendet werden.
Die Schutzwirkung von Schutzhelmen beruht einerseits auf deren Stoßdämpfung (Tragebänder und Schutzpolsterung nehmen beim einem Aufprall zum Teil die eingebrachte kinetische Energie durch elastische und plastische Verformung auf) und andererseits durch die Durchdringfestigkeit gegenüber spitzen Gegenständen.

Mit EN 397:2013 werden für Industrieschutzhelme die Leistungsanforderungen und die entsprechenden Prüfverfahren vorgegeben. Bei der Prüfung der Stoßdämpfung (nach Z 5.1.1 und Z 6.6 EN 397:2013) wird ein Schlagkörper mit einer Masse von 5 kg (halbkugelförmige Schlagfläche mit einem Radius von 50 mm) im freien Fall aus einer Fallhöhe von 1 m auf den zu prüfenden Helm fallen gelassen (Nennaufprallenergie von 49,05 J). Die hierbei auf den Prüfkopf übertragene Kraft darf maximal 5 kN betragen.

Diese Wirkungsweise lässt sich mit folgendem Beispiel verdeutlichen: Trifft ein Fallkörper nach 1 m freien Fall auf den Industrieschutzhelm und kommt infolge der Dämpfung des Helms innerhalb einer Strecke zum Stillstand, beispielsweise $s = 1\ cm$, so lässt sich die hierbei auftretende Verzögerung a durch das Gleichsetzen der Fallenenergie und der Verzögerungsenergie ermitteln ($m \cdot g \cdot h = m \cdot a \cdot s$ daher $a = g \cdot h/s$) und wäre somit 981 m/s² (dies entspricht 100 g, da der Verzögerungsweg im Beispiel 1/100 des Beschleunigungsweges ist). Geht man nun von einem Fallkörper mit einer Masse m von 5 kg aus, so ergibt sich eine auf den menschlichen Kopf übertragene Kraft von 4905 N. Dieses Beispiel verdeutlicht das bescheidene Stoßdämpfungsvermögens von Industrieschutzhelmen, zeigt aber die Wichtigkeit des Vorhandenseins einer Verzögerungsdistanz, welche beim reinen Aufprall auf den menschlichen Kopf praktisch nicht gegeben ist.

Der menschliche Körper und insbesondere der Kopf bleiben das schwächste Glied in der Reihe. In der Literatur (z.B. SCHNEIDER, J. (2006)) werden je nach Schädelknochen P50-Werte für Schädelfrakturen zwischen 2900 von 9600 N angegeben, jedoch können schon Beschleunigungen des Kopfes von 50 g bis 100 g (z.B. auch durch einen seitlichen Aufprall auf einen Helm) bereits schwere Verletzungen des Gehirns (Schädel-Hirn-Trauma und Gehirnblutung) hervorrufen. Ungeachtet dessen ist die Wichtigkeit von Schutzhelmen zu betonen, da der ungeschützte menschliche Kopf sonst völlig schutzlos gegenüber Steinfall bereits geringster Masse aus geringer Höhe wäre.

Abschließend lassen sich zu dieser Thematik als **Fazit** folgende Aspekte festhalten:

- Bei den derzeit in Tagbauen üblichen Felsböschungen (Böschungshöhe von ca. 12-20 m, Böschungsneigung von etwa 65° und ATD P95 von ca. 25% der Böschungshöhe) und den üblicherweise auftretenden Massen bzw. Blockgrößen ist im Regelfall davon auszugehen, dass bei Treffern durch Steinfall die Leistungsgrenzen von Kabinenschutzaufbauten gegen herabfallende Gegenstände der Stufe II bzw. des Levels II mit hoher Wahrscheinlichkeit überschritten werden.
- Auftreffdistanzen von Steinfall (ATD P95) sind somit bereits für selbstfahrende Arbeitsmittel mit FOPS-II-Kabinen als tagbauspezifischen Gefahrenbereiche am Böschungsfuß festzulegen ($GB_{UK\text{-}AM}$) und mit einem Befahrungsverbot zu versehen.
- Anzunehmen ist darüber hinaus, dass fachlich fundierte Gefahrenanalysen zur Wirksamkeit von Kabinenschutzaufbauten gegen herabfallendes Gestein (nach § 35 ASchG i.V.m. § 14 TAV) im Regelfall zu einem ähnlichen Schluss kommen werden und den gefahrlosen Einsatz der Arbeitsmittel mit FOPS-II-Kabinen in Auftreffdistanzen von Steinfall (ATD P95) nicht schlüssig nachweisen können.
- Andererseits ist die Wichtigkeit von Kabinenschutzaufbauten (FOPS, FGPS) zu betonen. Zwar ist deren Belastungsfähigkeit und Schutzwirkung gegenüber Steinfall aus Tagbauböschungen endenwollend, jedoch bieten diese im Vergleich zu Fahrzeugkabinen ohne Schutzaufbauten (Lastkraft- und Personenkraftwagen) ein wesentlich höheres Schutzniveau.
- Die Führer von Fahrzeugen ohne Schutzaufbauten (Lastkraft- und Personenkraftwagen) und insbesondere nur durch Industrieschutzhelme geschützte oder völlig ungeschützte Personen dürfen Steinfall keinesfalls ausgesetzt werden, da schon sehr kleine Massen zu schweren Verletzungen führen können.

8. Zusammenfassung

Geogen bedingte Gefahren durch Absturz aufgrund des Versagens des Untergrundes sowie die Gefahr durch herabfallendes Gestein ergeben sich im Festgesteinstagebau und im Felsbau in erster Linie aufgrund der Wechselwirkung zwischen den geologisch-geotechnischen Gegebenheiten und den gewählten Tagbauzuschnittsparametern bzw. der Böschungsgeometrie. Das Terra-Firma-Konzept, ein spezielles Evaluierungsverfahren, berücksichtigt die gegenseitige Beeinflussung der geologisch-geotechnische Gegebenheiten, der Tagbauzuschnittsparameter, des Gewinnungsverfahrens, der damit im Zusammenhang stehenden Arbeitsvorgänge und der hierbei eingesetzten Arbeitsmittel und ermöglicht somit eine ganzheitliche Betrachtung des Mensch-Maschine-Natur-Systems. Durch die Festlegung von tagbauspezifischen Gefahrenbereichen auf Basis geologisch-geotechnischer Grundlagen können die Auswirkungen von geogenen Gefahren abgeleitet werden und darauffolgend effektive Maßnahmen veranlasst werden. Als die wesentlichste Maßnahme zur sicheren Gestaltung von Arbeitsplätzen in Tagbauen ist die Wahl gefahrenspezifischer Tagbauzuschnittsparameter zu sehen. Anstelle der Vorgabe von Fixwerten für Tagbauzuschnittsparameter (z.B. maximale Böschungshöhen oder Mindestarbeitsetagenbreiten), kann mit Hilfe des Terra-Firma-Konzeptes die Auswahl und Anpassung der Tagbauzuschnittsparameter an die örtlichen bzw. betrieblichen Gegebenheiten erfolgen, wodurch sich ein Handlungs- und Gestaltungsspielraum für Planer und Unternehmer ergibt.

Für die Berechnungen des Ausmaßes von Gefahrenbereichen an Böschungsoberkanten, welche sich durch ein Versagen des Untergrundes ergeben können ($GB_{OK\text{-}geogen}$), wurde in dieser Arbeit ein kombinatorischerAnsatz verwendet bzw. weiterentwickelt. Die Grundlage für die Berechnungen bildet ein repräsentativer, mittels struktur- und ingenieurgeologischen Methoden im Tagbau erhobener Gefügedatensatz. Im Regelfall tritt eine Reihe von Gefügeelementen (Foliation-, Bruch- und Störungsflächen) mit verschiedenen Orientierungen (welche teilweise stark streuen können) und unterschiedlichen mechanischen Eigenschaften auf. Diese Trennflächen ermöglichen die Bildung einer Vielzahl von Gleitkörpern. Mit dem kombinatorischen Ansatz wird diesem Umstand Rechnung getragen, indem für alle möglichen Fälle von Gleitkörpern eine Stabilitätsberechnung für unterschiedlich orientierte Böschungen unter Berücksichtigung von Böschungshöhen und Böschungsneigungen erfolgt.
Die Bestimmung der für die Berechnungen notwendigen Festigkeitsparameter der Trennflächen (φ-c-Wertepaare) erfolgt durch Tilt-Tests und nachfolgende Rückrechnungen von Versagensereignissen oder mit Hilfe der Geometrie von stabilen Böschungen. Die in die Berechnungen eingehenden Reibungswinkel sind Perzentilwerte (P05, P50 und P95) von im Tagbau durchgeführten Tilt-Tests. Diese Vorgangsweise ist insbesondere in bestehenden Tagbauen leicht möglich, da bei diesen im Normalfall eine Reihe von Versagensfällen bei unterschiedlichen Böschungsorientierungen auftreten und für Rückrechnungen herangezogen werden können. Diese Rückrechnungen sind jedenfalls einer Bestimmung der Gebirgsparameter durch Laborversuche und Klassifizierungssysteme vorzuziehen.
Die Berechnungen des Ausmaßes der Gefahrenbereiche an Böschungsoberkanten erfolgt unter Einhaltung der erforderlichen Sicherheiten. Dies bedeutet, dass geogen bedingte Gefahrenbereiche an Böschungsoberkanten jene Bereiche sind, bei denen die Berechnungen nach dem globalen Sicherheitskonzept einen $FoS < 1{,}1$ ergeben bzw. die Nachweisführung nach ÖNORM B 1997-1-5:2017 einen Ausnutzungsgrad von $\mu > 1$ für die Schadenfolgeklasse CC 2 und die Bemessungssituation BS 2 zur Folge hat.

Der kombinatorischen Ansatz ermöglicht somit die nachvollziehbare und schlüssige Festlegung von geogen bedingen Gefahrenbereichen an der Böschungsoberkante unter Berücksichtigung der normativen Vorgaben.

Ergänzend zu den Berechnungen zur Festlegung geogen bedingter Gefahrenbereiche an Böschungsoberkanten wird vorgeschlagen, bei einer Absturzhöhe von mehr als 2 m und einer Böschungsneigung von mehr als 45° jedenfalls von Absturzgefahr auszugehen und einen technischen Gefahrenbereich ($GB_{OK\text{-}techn}$) von mindestens 2 m zur Böschungsoberkante hin festzulegen.

Bezüglich der Ermittlung der Gefahrenbereiche am Böschungsfuß durch herabfallendes Gestein (GB_{UK}) ergeben umfangreiche Fallversuche in Tagbauen, dass die Reichweiten von Sturzprozessen (Auftreff- und Ausrolldistanzen) im Regelfall rechtsschiefen Verteilungen folgen. Diese lassen sich beispielsweise durch logarithmische Normalverteilungen approximieren. Sofern die Zulässigkeit der Approximation durch Tests (z.B. KS-Test) bestätigt werden kann, ist es möglich, Perzentile für Reichweitenwerte zu bestimmen. Perzentile sind Schwellenwerte, welche mit einer bestimmten Wahrscheinlichkeit unterschritten werden und zur Festlegung von Grenzwerten herangezogen werden können. In dieser Arbeit wird vorgeschlagen, als Grenzwert für tagbauspezifische Gefahrenbereiche am Böschungsfuß die 0,95-Perzentile der Auftreff- und der Ausrolldistanzen zu wählen, da Abschätzungen zeigen, dass sich bei diesen Abständen eine Wahrscheinlichkeit, als Maschinenführer oder Fußgänger in einem Arbeitsjahr von einem Block getroffen zu werden, von etwa $1 \cdot 10^{-5}$ ergibt. Dieser Wert ist ein Kompromiss zwischen Sicherheit und Machbarkeit. Das 0,95-Perzentil der Auftreffdistanzen (ATD) bestimmt hierbei den Gefahrenbereich für die Führer von Erdbaumaschinen und Lastkraftwagen ($GB_{UK\text{-}AM}$). Das 0,95-Perzentil der Ausrolldistanzen (ARD) ist für den Gefahrenbereich für Fußgänger und die Führer von Personenkraftwagen maßgeblich ($GB_{UK\text{-}AN}$). Alternativ zur Approximation der Reichweitenverteilungen durch Verteilungsfunktionen (oder im Fall dass eine Approximation nicht zulässig ist) können mit einem verteilungsunabhängigen Verfahren Konfidenzintervalle für Perzentile (mit einer vorgegebenen Irrtumswahrscheinlichkeit) bestimmt werden. Hierbei wird vorgeschlagen, die Obergrenzen von Konfidenzintervallen für die 0,95-Perzentile der ATD und ARD zu verwenden.
Die Gesamtheit aller Versuche für Einzelblöcke ergibt für die Obergrenze des Konfidenzintervalls des 0,95-Perzentils für auf die Böschungshöhen normierten Auftreffdistanzen ein Wert von 26 % der Böschungshöhe ($[ATD + 0{,}5A]/h = 0{,}26$). Für die auf die Böschungshöhen normierten Ausrolldistanzen beträgt dieser Wert 105 % der Böschungshöhe ($[ARD + 0{,}5A]/h = 1{,}05$). Diese Werte für Einzelblöcke können als grobe Richtwerte für Tagbauböschungen mit Höhen bis zu 15 m und Neigungen zwischen 50° und 70° bei leicht konvexen bis leicht konkaven Böschungsformen angesehen werden.

Abschließend wird festgehalten, dass die vorliegende Arbeit gezeigt hat, dass eine Minimierung bzw. Vermeidung geogener Gefahren im Tagbau (bzw. auch im Felsbau) nur dann möglich ist, wenn Tagbauzuschnittsparameter auf Basis von geologisch-geotechnischen Grundlagen festgelegt werden und eine Beurteilung der sich gegenseitig beeinflussenden Aspekte erfolgt. Dies geschieht mit dem Terra-Firma-Konzept und den hier vorgestellten Methoden zur Gefahrenbereichsfestlegung.

9. Literatur

ABELE, G. (1974: Bergstürze in den Alpen, Wissenschaftliche Alpenvereinshefte 25.

Bundesministerium für Arbeit, Soziales und Konsumentenschutz, Zentral-Arbeitsinspektorat (2009): Die Tätigkeit der Arbeitsinspektion im Jahr 2008, 95 Seiten.

Bundesministerium für Arbeit, Soziales und Konsumentenschutz, Zentral-Arbeitsinspektorat (2010): Die Tätigkeit der Arbeitsinspektion im Jahr 2009, 98 Seiten

Bundesministerium für Arbeit, Soziales und Konsumentenschutz, Zentral-Arbeitsinspektorat (2011): Die Tätigkeit der Arbeitsinspektion im Jahr 2010, 97 Seiten.

Bundesministerium für Arbeit, Soziales und Konsumentenschutz, Zentral-Arbeitsinspektorat (2012): Die Tätigkeit der Arbeitsinspektion im Jahr 2011, 96 Seiten.

Bundesministerium für Arbeit, Soziales und Konsumentenschutz, Zentral-Arbeitsinspektorat (2013): Die Tätigkeit der Arbeitsinspektion im Jahr 2012, 98 Seiten

Bundesministerium für Arbeit, Soziales und Konsumentenschutz, Zentral-Arbeitsinspektorat (2014): Die Tätigkeit der Arbeitsinspektion im Jahr 2013, 103 Seiten.

Bundesministerium für Arbeit, Soziales und Konsumentenschutz, Zentral-Arbeitsinspektorat (2015): Die Tätigkeit der Arbeitsinspektion im Jahr 2014, 94 Seiten.

Bundesministerium für Arbeit, Soziales und Konsumentenschutz, Zentral-Arbeitsinspektorat (2017): Die Tätigkeit der Arbeitsinspektion in den Jahren 2015/2016, 74 Seiten.

Bundesministerium für Wirtschaft und Arbeit (2003): Die Tätigkeit der Arbeitsinspektion im Jahr 2002, 207 Seiten.

Bundesministerium für Wirtschaft und Arbeit (2004): Die Tätigkeit der Arbeitsinspektion im Jahr 2003, 228 Seiten

Bundesministerium für Wirtschaft und Arbeit (2005): Die Tätigkeit der Arbeitsinspektion im Jahr 2004, 206 Seiten.

Bundesministerium für Wirtschaft und Arbeit (2006): Die Tätigkeit der Arbeitsinspektion im Jahr 2005, 184 Seiten.

Bundesministerium für Wirtschaft und Arbeit (2007): Die Tätigkeit der Arbeitsinspektion im Jahr 2006, 88 Seiten.

Bundesministerium für Wirtschaft und Arbeit (2008): Die Tätigkeit der Arbeitsinspektion im Jahr 2007, 87 Seiten.

BOURRIER, F. & HUNGR, O. (2013): Rockfall Dynamics: A Critical Review of Collision and Rebound Models, in: Lambert, S. & Nicot, F. (editors): Rockfall Engineering, John Wiley & Sons, pp. 175-203.

DORREN, L., BERGER, F., LE HIR, C., MERMIN, E. & TARDIF, P. (2005): Mechanisms, effects and management implications of rockfall in forests. Forest Ecology and Management, 215, pp. 183–195.

DORREN, L. K. A., BERGER, F. & PUTTERS, U. S. (2006): Real-size experiments and 3-D simulation of rockfall on forested an non-forested slopes, Natural Hazards and Earth System Sciences, 6, pp. 145-153.

EUROSTAT (2013): Europäische Statistik über Arbeitsunfälle, Zusammenfassende Methodik, Ausgabe2013, 64 Seiten.

FERRARI, F., THÖNI, K., GIACOMINI, A. & LAMBERT, C. (2016): A rapid approach to estimate the rockfall energies and distances at the base of rock cliffs, Georisk: Assessment and Management of Risk for Engineered Systems and Geohazards.

FRITZ, H. & NEUBAUER, F. (1993): Kinematics of crustal stacking and dispersion in the south-eastern Bohemian Massif, Geologische Rundschau, 82, pp. 556-565.

FUCHS, G. & MATURA, A. (1976): Zur Geologie des Kristallins der südlichen Böhmischen Masse, Jahrbuch d. Geologischen Bundesanstalt, Band 119, Seiten 1-43.

FUCHS, G. & MATURA, A. (1980): Die Böhmische Masse in Österreich.- In: OBERHAUSER, R. (Red.): Der Geologische Aufbau Österreichs, Springer-Verlag, Seiten 121-143.

GOLDSMITH, W. (1960): Impact: The theory and physical behaviour of colliding solids. London: Edward Arnold (Publishers) Ltd.

GRASEMANN, B. (2016): Strukturgeologische Geländeaufnahme und Beobachtungen im ehem. Steinbruch Stitz/Donau, unveröffentlichter Bericht, 18 Seiten.

HARTUNG, J., ELPELT, B. & KLÖSENER, K.-H.(1991): Statistik : Lehr- und Handbuch der angewandten Statistik, 8. Auflage, Oldenbourg Verlag, 975 Seiten.

HUNGR, O. (2014): PIERRE, Rockfall Ballistics Analysis. Unpublished Users Manual. Department of Earth and Ocean Sciences, University of British Columbia, Vancouver, Canada.

HUTTERER, W (Hsg.): Praxishandbuch Evaluierung – Leitfaden zur Ermittlung, Beurteilung und Dokumentation betrieblicher Gefahren nach dem ArbeitnehmerInnenschutzgesetz, WEKA-Verlag, zweibändige lose Blattsammlung, Grundwerk 1997 mit Ergänzungen.

HÖGELSBERGER, H. (1989): Die Marmore und Kalksilikatgesteine der Bunten Serie - Petrologische Untersuchungen und geologische Konsequenzen, Jahrbuch d. Geologischen Bundesanstalt, Band 132, Heft 1, Seiten 213-230.

HOEK, E. & BRAY, J. (1977): Rock Slope Engineering, 1st edition, Institute of Mining and Metallurgy, London.

JAUERNIG, P. & KOLENPRAT, B. (2013): Schwerpunktaktion im Bergbau 2012-2014 - Teil 1: Vorbereitung und Durchführung der Erhebung des Istzustandes, interner Bericht des Zentral-Arbeitsinspektorates, Bundesministerium für Arbeit, Soziales und Konsumentenschutz, 13 Seiten.

JAUERNIG, P. (2013): Schwerpunktaktion im Bergbau 2012-2014 - Teil 2: Ergebnisse und Analysen der Phasen 1/2012 und 2/2012, interner Bericht des Zentral-Arbeitsinspektorates, Bundesministerium für Arbeit, Soziales und Konsumentenschutz, 23 Seiten.

JAUERNIG, P. & KOLENPRAT, B. (2015): Schwerpunktaktion im Bergbau 2012-2014 – Teil 3: Ergebnisse, interner Bericht des Zentral-Arbeitsinspektorates, Bundesministerium für Arbeit, Soziales und Konsumentenschutz, 7 Seiten.

KIENHOLZ, H., ZEILSTRA, P. & HOLLENSTEIN, K. (1998) Begriffsdefinitionen zu den Themen: Geomorphologie, Naturgefahren, Forstwesen, Sicherheit, Risiko, Arbeitspapier, Bundesamt für Umwelt, Wald und Landschaft, Eidg. Forstdirektion Bern.

KOLENPRAT, B. (2007): Georisken im Obertragebergbau, In: HUTTERER, W (Hsg): Praxishandbuch Evaluierung, Weka Verlag Wien, Kapitel 33, 25 Seiten.

KOLENPRAT; B. (2012): Tagbauarbeitenverordnung, Berg- und Hüttenmännische Monatshefte, Vol. 147(4), Seiten 160–164.

KOLENPRAT; B. (2012): Tagbauarbeitenverordnung , Jahrbuch f. Sicherheit und Brandschutz, Seiten 124-129.

KOLENPRAT, B., JAUERNIG, P. & PREH, A. (2018): Empirische Methoden zur Bestimmung von Reichweiten von Sturzprozessen in Tagbauen, Berichte der Geologischen Bundesanstalt, Band 125, Seiten 5–17.

KOLENPRAT, B. & SCHMID, N. (2018): Evaluierung von tagbauspezifischen Gefahrenbereichen am Böschungsfuß durch Steinfall am Beispiel des Tagbaus Limberg der Hengl Mineral GmbH, Berichte der Geologischen Bundesanstalt, Band 125, Seiten 40 –49.

KUHLMANN, A (1981): Einführung in die Sicherheitswissenschaften, Friedrich Vieweg & Sohn, 467 Seiten.

MATURA, A. (1984): Das Kristallin am Südostrand der Böhmischen Masse zwischen Ybbs/Donau und St. Pölten, Jahrbuch d. Geologischen Bundesanstalt, Band 127, Heft 1, Seiten 13–27.

MATURA, A. (2003): Zur tektonischen Gliederung der variszischen Metamorphite im Waldviertel Niederösterreichs. Jahrbuch d. Geologischen Bundesanstalt, Band 143, Heft 2, Seiten 221–225.

MITCHELL, A., HUNGR, O. (2017): Theory and calibration of the Pierre 2 stochastic rock fall dynamics simulation program, Canadian Geotechnical Journal, 54(1), pp. 18-30.

NEUBAUER, F., DALLMEYER, D., FRITZ H. (2003): Chronological constraints of late- and post-orogenic emplacement of lamprophyre dykes in the southeastern Bohemian Massif, Austria, Schweizerische Mineralogische und Petrographische Mitteilungen 83, Seiten 317–330.

Österreichische Gesellschaft für Geomechanik (2014): Empfehlung für das Schutzziel bei gravitativen Naturgefahren in Österreich, 24 Seiten.

PETRAKAKIS, K. (1988): Die Metamorphosebedingungen im südlichen Bereich der Bunten Serie, Mitteilungen d. Österreichischen Mineralogischen Gesellschaft, 133, Seiten 67-81.

PETRAKAKIS, K. (1997): Evolution of Moldanubian rocks in Austria: review and synthesis. Journal of Metamorphic Geology 15, pp. 203-222.

PFEIFFER, T. & BOWEN, T. (1989): Computer Simulation of Rockfalls, Bulletin of the Association of Engineering Geologists, 26(1), pp. 135–146.

PIERSON, L. A., DAVIS, S. A. and PFEIFFER, T. J. (1994): The Nature of Rockfalls as the Basis for a New Fallout Area Design Criteria for 0.25:1 Slopes. Oregon Department of Transportation, Report No. FHWA-OR-GT-95-05, p. 43.

PIERSON L. A., GULLIXSON C. F., CHASSIE R. G. (2001): Rockfall Catment Area Design Guide Final Report SPR-3(032) Oregon Department of Transportation – Research Group, p. 284.

POISEL, R., KOLENPRAT, B., BERTAGNOLI, M., AHMABADADI, M., GRASEMANN, B. & HÖDLMOSER, N. (2016): The rockslide hazard in the former quarry near Spitz and its foreland, Geomechanics and Tunnelling 9, No. 5, Ernst & Sohn Verlag, Seiten 497-507.

POISEL, R. (2018): Felsstürze – Ablösemechanismen, Berichte der Geologischen Bundesanstalt, Band 125, Seiten 50–60.

PREH, A. & HUNGR, O. (2015a): THROW - A computer code for stochastic analysis of rockfall, Unpublished Users Manual.

PREH, A., MITCHELL, A., HUNGR, O. & KOLENPRAT, B. (2015b): Stochastic analysis of rock fall dynamics on quarry slopes, International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences 80, pp. 57-66.

PREH, A., KOLENPRAT, B., HUNGR, O., MITCHELL, A. (2015c): Stochastische Steinschlagprognose zur Festlegung von (tagbauspezifischen) Gefahrenbereichen laut Tagbauarbeitenverordnung (TAV), Österreichische Ingenieur- und Architektenzeitschrift, 160, Seiten 177-185.

PREH, A. (2017): Rock Slopes: Detachment and Runout. Habilitationsschrift, Techn. Universität Wien, Fakultät für Bauingenieurwesen.

RACEK, M., LEXA, O., SCHULMANN, K., CORSINI, M., STIPSKA, P., and MAIEROVA, P (2017):Re-evaluation of polyphase kinematic and 40Ar/39Ar cooling history of Moldanubian hot nappe at the eastern margin of the Bohemian Massif, International Journal of Earth Sciences, Vol. 106, No. 2, pp. 397-420.

RAMSAY, J. G. & HUBER, M. I. (1987): The techniques of modern structural geology, Vol. 2: Folds an fractures, Academic Press Ltd. London, 700 Seiten.

RINNE , H. (1997): Taschenbuch der Statistik, 2. Auflage, Verlag Harri Deutsch, 650 Seiten.

RITCHIE, A. M. (1963): “Evaluation of Rockfall and Its Control.”, Highway Research Record, No. 17, pp. 13-28.

SCHNEIDER, J. (2006): Aus der Arbeit des Fachausschusses - Persönliche Schutzausrüstungen (PSA): Wieviel Schutz bieten Industrieschutzhelme gegen seitliche Belastungen. Sicher ist sicher – Arbeitsschutz aktuell, Ausgabe 9/2006, Erich Schmidt Verlag, Seiten 416-417.

SCHULMANN, K., LEXA, O., JANOUSEK, V., LARDEAUX, J. M., & EDEL, J. B. (2014): Anatomy of a diffuse cryptic suture zone: An example from the Bohemian Massif, European Variscides: Geology, vol. 42, no. 4, pp. 275-278.

SPANG, R. M. (2008): Steinschlagsimulationsprogramm Rockfall 6.1, Dr. Spang Ingenieurgesellschaft für Bauwesen, Geologie und Umwelttechnik mbH.

SZYMANSKI, E., OBERHAUSER, H. & MARX, A. (2004): ArbeitnehmerInnenschutzgesetz ASchG, Neuer Wissenschaftliche Verlag, 290 Seiten.

TWISS, R. J. & MOORES, E. M. (1992): Sturctural Geology, Freeman and Comp. New York, 532 Seiten.

USIRO, T., KUSUMOTO, M., ONISHI, K. & KINOSHITA, K. (2006) An experimental study related to rock fall movement mechanism. J. Japan Soc. Civil Engineers, Series F, 62(2), pp. 377–386 (in Symp. on Geotechnical and Environmental Challenges in Mountainous Terrrain, Kathmandu, Nepal, pp. 366–375).

WIESINGER, R. & ROHATSCH, A. (2012): Verwitterungssimulation und gesteinsphysikalische Eigenschaften am Beispiel des „Waldviertler Marmors“ aus Kalkgrub bei Kottes, Das Waldviertel, 61. Jahrgang, Heft 1/2012, 13 Seiten.

WITTKE, W. (2014): Rock Mechanics Based on an Anisotropic Jointed Rock Model, Verlag Ernst & Sohn, 875 Seiten.

WYLLIE, D. C. & MAH, C. W. (2004): Rock Slope Engineering, Civil and mining, 4th edition, Spon Press, pp. 431

ZEITLHOFER, H., SCHNEIDER, D., GRASEMANN, B., PETRAKAKIS, K. & THÖNI, M. (2013): Polyphase tectonics and late Variscan extension in Austria (Moldanubian Zone, Strudengau area), International Journal of Earth Sciences (Geologische Rundschau), Vol. 103, pp. 83-102.

ZEITLHOFR, H., GRASEMANN, B. & PETRAKAKIS, K. (2016): Variscan potassic dyke magmatism of durbachitic affinity at thesouthern end of the Bohemian Massif (Lower Austria).- International Journal of Earth Sciences (Geologische Rundschau), vol. 105, pp. 1175-1197.

ZINGG Th. (1935) Beitrag zur Schotteranalyse, Schweizerische Mineralogische und Petrographische Mitteilungen 15, 39-140

10. Zitierte Rechtsvorschriften

AAV	Verordnung des Bundesministers für soziale Verwaltung vom 11. März 1983 über allgemeine Vorschriften zum Schutz des Lebens, der Gesundheit und der Sittlichkeit der Arbeitnehmer (**Allgemeine Arbeitnehmerschutzverordnung** - AAV) StF: BGBl. Nr. 218/1983
ABPV	Verordnung des Bundesministeriums für Handel und Wiederaufbau vom 2. April 1959 über die beim Bergbaubetrieb zum Schutze des Lebens und der Gesundheit von Personen und zum Schutze von Sachen durchzuführenden Maßnahmen (**Allgemeine Bergpolizeiverordnung**) StF: BGBl. Nr. 114/1959
AM-VO	Verordnung des Bundesministers für Wirtschaft und Arbeit über den Schutz der ArbeitnehmerInnen bei der Benutzung von Arbeitsmitteln (**Arbeitsmittelverordnung** - AM-VO) und mit der die Bauarbeiterschutzverordnung geändert wird, StF: BGBl. II Nr. 164/2000
ASchG	Bundesgesetz über Sicherheit und Gesundheitsschutz bei der Arbeit (**ArbeitnehmerInnenschutzgesetz** – ASchG), StF: BGBl. Nr. 450/1994
AStV	Verordnung der Bundesministerin für Arbeit, Gesundheit und Soziales, mit der Anforderungen an Arbeitsstätten und an Gebäuden auf Baustellen festgelegt und die Bauarbeiterschutzverordnung geändert wird (**Arbeitsstättenverordnung** - AStV), StF: BGBl. II Nr. 368/1998
BauKG	Bundesgesetz über die Koordination bei Bauarbeiten (**Bauarbeitenkoordinationsgesetz** - BauKG), StF: BGBl. I Nr. 37/1999
BauV	Verordnung des Bundesministers für Arbeit, Soziales und Konsumentenschutz über Sicherheit und Gesundheitsschutz auf Baustellen und auf auswärtigen Arbeitsstellen (**Bauarbeiterschutzverordnung** - BauV), StF: BGBl. Nr. 340/1994
BohrarbV	Verordnung des Bundesministers für Wirtschaft und Arbeit über den Schutz der Arbeitnehmer/innen bei der Durchführung von Bohr- und Behandlungsarbeiten und mit der die Verordnung explosionsfähige Atmosphären geändert wird (**Bohrarbeitenverordnung** – BohrarbV), StF. BGBl. II Nr. 140/2005
ESV 2012	Verordnung über den Schutz der Arbeitnehmer/innen vor Gefahren durch den elektrischen Strom (**Elektroschutzverordnung 2012** – ESV 2012), StF: BGBl. II Nr. 33/2012
ILO Übereink. 176	Übereinkommen über den Arbeitsschutz in Bergwerken (**ILO Übereinkommen 176**), BGBl. III Nr. 77/2000
MSV 2010	Verordnung des Bundesministers für Wirtschaft und Arbeit über die Sicherheit von Maschinen und von Sicherheitsbauteilen für Maschinen (**Maschinen-Sicherheitsverordnung 2010** - MSV 2010), StF. BGBl II Nr. 282/2008
MinroG	Bundesgesetz über mineralische Rohstoffe, über die Änderung des ArbeitnehmerInnenschutzgesetzes und des Arbeitsinspektionsgesetzes 1993 (**Mineralrohstoffgesetz** – MinroG), BGBl. I Nr. 38/1999, in der Fassung der Bundesgesetze BGBl. I Nr. 98/2001, 21/2002, 85/2005, 84/2006 und 113/2006 sowie der Kundmachung BGBl. I Nr. 83/2003

PSA-V	Verordnung des Bundesministers für Arbeit, Soziales und Konsumentenschutz über den Schutz der Arbeitnehmer/innen durch persönliche Schutzausrüstung (**Verordnung Persönliche Schutzausrüstung** - PSA-V), StF: BGBl. II Nr. 77/2014
RL 89/391/EWG	Richtlinie 89/391/EWG des Rates vom12. Juni 1989 über die Durchführung von Maßnahmen zur Verbesserung der Sicherheit und des Gesundheitsschutzes der Arbeitnehmer bei der Arbeit
RL 92/57/EWG	Richtlinie 92/57/EWG des Rates vom 24. Juni 1992 über die auf zeitlich begrenzte oder ortsveränderliche Baustellen anzuwendenden Mindestvorschriften für die Sicherheit und den Gesundheitsschutzes (Achte Einzelrichtlinie im Sinne des Artikels 16 Absatz 1 der Richtlinie 89/391/EWG)
RL 92/91/EWG	Richtlinie 92/91/EWG des Rates vom 3. November 1992 über Mindestvorschriften zur Verbesserung der Sicherheit und des Gesundheitsschutzes der Arbeitnehmer in den Betrieben, in denen durch Bohrungen Mineralien gewonnen werden (Elfte Einzelrichtlinie im Sinne des Artikels 16 Absatz 1 der Richtlinie 89/391/EWG)
RL 92/104/EWG	Richtlinie 92/104/EWG des Rates vom 3. Dezember 1992 über Mindestvorschriften zur Verbesserung der Sicherheit und des Gesundheitsschutzes der Arbeitnehmer in übertägigen oder untertägigen mineralgewinnenden Betrieben (Zwölfte Einzelrichtlinie im Sinne des Artikels 16 Absatz 1 der Richtlinie 89/391/EWG)
RL 2004/37/EG	Richtlinie 2004/37/EG des Europäischen Parlaments und des Rates vom 29. April 2004 über den Schutz des Arbeitnehmer gegen Gefährdung durch Karzinogene oder Mutagene bei der Arbeit (Sechste Einzelrichtlinie im Sinne von Artikel 16 Absatz 1 der Richtlinie 89/391/EWG des Rates).
SprengV	Verordnung des Bundesministers für Wirtschaft und Arbeit über die Sicherheit und den Gesundheitsschutz der Arbeitnehmer/innen bei der Durchführung von Sprengarbeiten und mit der die Bauarbeiterschutzverordnung geändert wird (**Sprengarbeitenverordnung** - SprengV), StF: BGBl. II Nr. 358/2004
StbrVO	Verordnung der Bundesministerien für soziale Verwaltung und für Handel und Wiederaufbau vom25. Oktober 1955 über den Schutz der Dienstnehmer und der Nachbarschaft beim Betrieb von Steinbrüchen, Lehm-, Ton-, Sand- und Kiesgruben sowie bei Haldenabtragungen (‚**Steinbruchverordnung**'), StF: BGBl. Nr. 253/1955
TAV	Verordnung des Bundesministers für Arbeit, Soziales und Konsumentenschutz, mit der die Verordnung über den Schutz der Arbeitnehmer/innen bei der Durchführung von Arbeiten im Tagbau (**Tagbauarbeitenverordnung** - TAV) erlassen wird und die Bauarbeiterschutzverordnung geändert wird, StF.: BGBl. II Nr. 416/2010

11. Zitierte Normen

ISO 3471:1980 Earth-moving machinery – Roll-over protective structures - Laboratory tests and performance requirements - zurückgezogen

ISO 3449:1980 Earth-moving machinery – Falling-object protective structures - Laboratory tests and performance requirements - zurückgezogen

ISO 10262:1998-06-15 Earth-moving machinery – Hydraulik excavators – Laboratory tests and performance requirements for operator protective quards

ISO 12117-2:2008, Earth-moving machinery — Laboratory tests and performance requirements for protective structures of excavators — Part 2: Roll-over protective structures (ROPS) for excavators of over 6 t

ÖNORM EN 1997-1:2009-05-15 Eurocode 7: Entwurf, Berechnung und Bemessung in der Geotechnik, Teil 1: Allgemeine Regeln

ÖNORM B 1997-1-1:2010-03-15 Eurocode 7: Entwurf, Berechnung und Bemessung in der Geotechnik, Teil 1: Allgemeine Regeln

ÖNORM B 1997-1-5:2017-11-01 Eurocode 7: Entwurf, Berechnung und Bemessung in der Geotechnik, Teil 1-5: Gesamtstandsicherheit von Böschugen, Hängen und Geländesprüngen

ÖNORM B 4040 Einheitliche Sicherheitsbestimmungen als Grundlage für Fachnormen im Bauwesen

ÖNORM B 4430-1 01 Erd- und Grundbau, zulässige Belastungen des Baugrundes, Flächengründungen

ÖNORM B 4433:1987-12-01 Erd- und Grundbau, Böschungsbruchberechnung – außer Kraft

ÖNORM EN 356:2000-02-01 Glas im Bauwesen - Sicherheitsverglasung – Prüfverfahren und Klasseneinteilung des Widerstandes gegen manuellen Angriff

ÖNORM EN 397:2013 02 01 Industrieschutzhelme

ÖNORM EN 474-1:2015-01-01 Erdbaumaschinen - Sicherheit - Teil 1: Allgemeine Anforderungen

ÖNORM EN 474-5:2013-12-01 Erdbaumaschinen - Sicherheit - Teil 5: Anforderungen für Hydraulikbagger

ÖNORM EN 474-6:2009-12-01 Erdbaumaschinen - Sicherheit - Teil 6: Anforderungen für Muldenfahrzeuge

ÖNORM EN 13531: 2010-03-15 Erdbaumaschinen - Umsturzvorrichtung (TOPS) für Kompaktbagger - Prüfungen und Anforderungen (ISO 12117:1997, modifiziert)

ÖNORM EN ISO 3164:2013-09-01 Erdbaumaschinen - Prüfung von Schutzaufbauten - Verformungsgrenzbereich (ISO 3164:2013)

ÖNORM EN ISO 3449:2009-05-01 Erdbaumaschinen - Schutzaufbauten gegen herabfallende Gegenstände - Prüfungen und Anforderungen (ISO 3449:2005)

ÖNORM EN ISO 3471:2008-08 (= ÖNORM EN ISO 3471:2009-11-15) Erdbaumaschinen – Überrollschutzaufbauten – Laborprüfungen und Leistungsanforderungen

ÖNORM EN ISO 6165:2013-03-15 Erdbaumaschinen - Grundtypen - Identifizierung und Begriffe (ISO 6165:2012)

ÖNORM EN ISO 6385:2004-06-01Grundsätze der Ergonomie für die Gestaltung von Arbeitssystemen

ÖNORM EN ISO 12100:2013-10-15 Sicherheit von Maschinen – Allgemeine Gestaltungsleitsätze – Risikobewertung und Risikominderung (ISO 12100:2010)

ONR 49000:2014-01-01 Risikomanagement für Organisationen und Systeme, Begriffe und Grundlagen, Umsetzung von ISO 310000 in die Praxis

ONR 49001:2014-01-01 Risikomanagement für Organisationen und Systeme, Risikomanagement, Umsetzung von ISO 310000 in die Praxis

ONR 49002-2:2010-01-01 Risikomanagement für Organisationen und Systeme, Teil 2: Leitfaden für die Methoden der Risikobeurteilung, Umsetzung von ISO 310000 in die Praxis

TRGS 910 (Technische Regeln für Gefahrenstoffe) Risikobezogenes Maßnahmenkonzept für Tätigkeiten mit krebserzeugenden Gefahrenstoffen, Ausgabe Feb. 2014

12. Glossar

Arbeitsetagen	sind Etagen (horizontale bis schwach geneigte Flächenelemente im Tagbau) auf denen sich Arbeitsplätze und/oder Verkehrswege (Förderwege bzw. Zugänge zu Arbeitsplätzen) befinden (§ 2 Z 4 TAV). Für diese sind jedenfalls tagbauspezifische Gefahrenbereiche festzulegen und sie sind so planen und zu bemessen, dass die auf den Arbeitsetagen befindlichen Arbeitsplätze und Verkehrswerge nicht in tagbauspezifischen Gefahrenbereichen liegen (§ 12 Abs. 1 TAV).
Bruchflächen	(engl. fracture) sind sprödtektonische Strukturen, welche bruchmechanisch gebildet werden. Entsprechend der Relativbewegung an diesen Flächen unterscheidet man zwischen Scherbrüchen, Extensionsbrüchen und Hybridbrüchen. Bei Scherbrüchen erfolgt die Relativbewegung parallel zu den Bruchflächen, bei Extensionsbrüchen senkrecht zu den Bruchflächen (TWISS & MOORES, 1992). Als Störungsflächen (engl.: fault) werde Bruchflächen mit (teils erheblichen) Versatz bezeichnet.
Foliation	(engl.: foliation) ist der allgemeine bzw. übergeordnete Begriff für durch duktile (viskose) Verformung gebildete planare Strukturen, welche sich während einer Gebirgsbildung durch tektonische Deformation bei gleichzeitiger Metamorphose (Druck- und Temperatureinwirkung) ausbilden. Neben dem Überbegriff der Foliation gibt eine es eine Reihe weiterer Begriffe für dieses Strukturelement, welche jedoch auf die Gesteinstype, die Höhe des Metamorphosegrads, den Bildungsmechanismus der Foliation, auf rein morphologische Merkmale oder eine Kombination aus diesen Punkten abzielen können. Beispielsweise wird als Schieferung (engl.: schistosity) eine Foliation in mittel- bis hochgradig metamorphen Glimmerschiefern oder Paragneisen (also eine Foliation in glimmerreichen Metapeliten) bezeichnet. Unter einer mylonitische Foliation (engl.: mylonitic foliation) wird eine durch Scherverformung (bei plastischer Verformung und Kristallisation der Minerale) gebildetes planares Gefüge verstanden.
Konfidenzintervall	wird auch als Vertrauensbereich bezeichnet und ist ein Intervall in dem sich ein gesuchter Parameter (z.B. Mittelwert, Streuung, Perzentil) mit einer vorgegebenen Wahrscheinlichkeit bzw. einem vorgegebenen Konfidenzniveau von $1 - \alpha$ (mit α als Irrtumswahrscheinlichkeit) befindet. Beispiel: Setzt man eine 5%ige Irrtumswahrscheinlichkeit an, so befindet sich der gesuchte Parameter mit einer Wahrscheinlichkeit von 95% innerhalb des Konfidenzintervalls.
Perzentil	ist ein Begriffe der Wahrscheinlichkeitstheorie und bezeichnet einen Schwellenwert für den gilt: Wenn der Wert *x* z.B. das 0,80-Perzentil (P80) darstellt, bedeutet dies, dass *x* der kleinste Wert ist, der mit einer Wahrscheinlichkeit von 0,8 unterschritten wird. Alternativ ausgedrückt: 80 % aller Werte einer Verteilungsfunktion liegen in diesem Fall unter diesem Wert *x*.
Tilt-Test	ist ein Feldversuch im Rahmen der ingenieurgeologischen Aufnahme mit dem der Reibungswinkel (Basis-Reibungswinkel) von Trennflächen bestimmt wird.

Hierbei werden zwei aufeinanderliegende oblate Kluftkörper so lange gekippt, bis der obere Kluftkörper auf dem darunterliegenden abgleitet. Die Neigung der Trennfläche zwischen den beiden Kluftkörpern, bei der der obere abgleitet, entspricht bei Vernachlässigung der Kohäsion dem Reibungswinkel der Trennfläche. Wichtig ist, dass bei diesem Test Trennflächen gleicher kinematischer Herkunft getestet werden (z.B. Test von Foliationsflächen oder Tests von Bruchflächen der gleichen Bruchflächenschar).

Tagbau — Als Tagbaue wird (nach § 2 Z 1 TAV) jener Teil einer Arbeitsstätte (Definition Arbeitsstätte: §§ 2 Abs. 3 u. 19 ASchG) bezeichnet, in der das Gewinnen (§ 1 Z 2 MinroG), also der Abbau fester mineralischer Rohstoffe (§ 1 Z 8 MinroG) und die Förderung dieser zur Aufbereitung (Aufbereiten, § 2 Z 3 MinroG), erfolgt. Es wird zwischen Lockergesteins- und Festgesteinstagbauen unterschieden (Definition Locker- und Festgestein: § 1 Z 22 u. 23 MinroG).

Tagbauböschungen — Darunter werden (nach § 2 Z 5 TAV) alle künstlich geschaffenen, geneigten oder senkrecht stehenden Flächenelemente, die bei der Gewinnung entstehen oder durch ein Verkippen oder ein Verhalden gebildet werden, subsummiert. Als Böschungssystem (§ 2 Z 6 TAV) wird in diesem Zusammenhang ein aus mehreren räumlich zusammenhängenden Tagbauböschungen gebildetes System mit den dazugehörigen Etagen verstanden.

tagbauspezifische Gefahrenbereiche — sind (nach § 2 Z 7 TAV) jene Bereiche eines Tagbaues (insbesondere auf Arbeitsetagen) in denen Gefahren wie Absturz, Herabfallen von Gestein, Verschüttet werden oder Ertrinken, bestehen.

Tagbauzuschnittsparameter — Hierzu zählen jene Parameter, die die Gestaltung bzw. die geometrische Ausformung eines Tagbaus bestimmen (§ 2 Z 2 TAV). Diese sind, die Breite von Etagen und Arbeitsetagen (§ 2 Z 3 u. 4 TAV), die Orientierung, Neigung und Höhe von Tagbauböschungen (§ 2 Z 5 TAV), Längs- und Quergefälle von Etagen sowie Auffahrts- und Verbindungsrampen.

Anhang 1 – Berechnung zur Ermittlung des $GB_{OK\text{-}geogen}$

Ergänzend zu den Ausführungen im Kapitel 5 erfolgt die Darstellung der Berechnung des $GB_{OK\text{-}geogen}$ für Versagensmechanismen, welche aufgrund des Gleitens eines Köpers auf zwei Trennflächen (Keilgleitung und planare Gleitung) beruhen.

Mit dem Gefügekompass wird bekanntlich die Orientierung des Fallvektors von planaren (sedimentär, duktil und strödtektonisch gebildeten Flächen) und linearen Raumelementen (Faltenachsen, Bewegungslinearen auf Flächen usw.) gemessen und mit der Fallrichtung, dem Azimut ($\alpha_{Fallvektor}$), und dem Fallwinkel ($\psi_{Fallvektor}$) angegeben. Als Fallvektor wird hierbei jener Einheitsvektor bezeichnet, welcher in der Fläche liegt und normal auf den Verschnittvektor steht, welcher sich aus der Fläche und einer horizontalen Fläche ergibt. Für die dargestellten Berechnungen ist es erforderlich diese Kugelkoordinaten in kartesische Koordinaten zu transformieren. Bei der gegenständlichen Analyse wurde das kartesische Bezugssystem so gewählt, dass dessen positive z-Achse in Richtung der Schwerkraft (nach unten) zeigt, die positve x-Achse der Nordrichtung und die positive y-Achse der Ostrichtung entspricht. Für die Transformation des Fallvektors einer Fläche ($\vec{F}_{Fläche}$) ergibt sich:

$$\vec{F}_{Fläche} = \begin{bmatrix} x \\ y \\ z \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \cos\alpha_{Fallvektor} \cdot \cos\psi_{Fallvektor} \\ \sin\alpha_{Fallvektor} \cdot \cos\psi_{Fallvektor} \\ \sin\psi_{Fallvektor} \end{bmatrix}$$

Für die Ermittlung des Normalvektors einer Fläche ($\vec{N}_{Fläche}$) gilt:

$$\alpha_{Fallvektor} \leq 180° \Rightarrow \alpha_{Fallvektor} + 180° = \alpha_{Normalvektor}$$
$$\alpha_{Fallvektor} > 180° \Rightarrow \alpha_{Fallvektor} - 180° = \alpha_{Normalvektor}$$
$$\psi_{Normvektor} = 90° - \psi_{Fallvektor}$$

$$\vec{N}_{Fläche} = \begin{bmatrix} x \\ y \\ z \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \cos\alpha_{Normalvektor} \cdot \cos\psi_{Normalvektor} \\ \sin\alpha_{Normalvektor} \cdot \cos\psi_{Normalvektor} \\ \sin\psi_{Normalvektor} \end{bmatrix}$$

Der Verschnittvektor ($\vec{\imath}$, = Richtungsvektor der Schnittgeraden zweier Flächen) wird mittels Vektorprodukt der Normalvektoren der Flächen bestimmt.

Wenn die z-Komponente von $\vec{N}_{Fläche\ 1} \times \vec{N}_{Fläche\ 2} \geq 0$ dann gilt:

$$\vec{\imath} = \vec{N}_{Fläche\ 1} \times \vec{N}_{Fläche\ 2} \qquad \text{und somit} \qquad \vec{\imath} = \begin{bmatrix} x_3 \\ y_3 \\ z_3 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} x_1 \\ y_1 \\ z_1 \end{bmatrix} \times \begin{bmatrix} x_2 \\ y_2 \\ z_2 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} y_1 \cdot z_2 - z_1 \cdot y_2 \\ z_1 \cdot x_2 - x_1 \cdot z_2 \\ x_1 \cdot y_2 - y_1 \cdot y_2 \end{bmatrix}$$

Wenn die z-Komponente von $\vec{N}_{Fläche\ 1} \times \vec{N}_{Fläche\ 2} < 0$ gilt Folgendes:

$$\vec{\imath} = -\left(\vec{N}_{Fläche\ 1} \times \vec{N}_{Fläche\ 2}\right) \qquad \text{und somit} \qquad \vec{\imath} = \begin{bmatrix} x_3 \\ y_3 \\ z_3 \end{bmatrix} = -\left(\begin{bmatrix} x_1 \\ y_1 \\ z_1 \end{bmatrix} \times \begin{bmatrix} x_2 \\ y_2 \\ z_2 \end{bmatrix}\right) = \begin{bmatrix} z_1 \cdot y_2 - y_1 \cdot z_2 \\ x_1 \cdot z_2 - z_1 \cdot x_2 \\ y_1 \cdot y_2 - x_1 \cdot y_2 \end{bmatrix}$$

Dies bedeutet, der erhaltene Verschnittvektor ist somit so zu orientieren, dass dieser immer einen positiven z-Wert hat.

Für die Analyse der erhaltenen Verschnittvektoren mittels Lagenkugel ist eine Rücktransformation der kartesischen Koordinaten in Kugelkoordinaten durchzuführen. Für diese Transformation und auch für nachfolgende Berechnungen ist es notwendig, dass der erhaltene Verschnittvektor ($\vec{\imath}$) als Einheitsvektor ($\vec{I}$) normiert wird.

$$\vec{I} = \begin{bmatrix} x_4 \\ y_4 \\ z_4 \end{bmatrix} = \frac{\vec{\imath}}{|\vec{\imath}|} = \frac{1}{|\vec{\imath}|} \cdot \begin{bmatrix} x_3 \\ y_3 \\ z_3 \end{bmatrix} \qquad |\vec{\imath}| = \sqrt{x_3^2 + y_3^2 + z_3^2}$$

Die Fallrichtung des Verschnittvektors ($\alpha_{\vec{I}}$) errechnet sich aus dem Arkustangens der x- und y-Komponente des Einheitsvektors ($\vec{I}$).

$$\alpha_{\vec{I}} = arctan\ (y_4/x_4)$$

Entsprechend der Lage des Verschnittvektors (der Schnittgeraden) in den 4 Quadranten macht dies jedoch eine Reihe von Fallunterscheidung erforderlich. Erfolgt eine Berechnung etwa mittels Microsoft Excel, Apache OpenOffice Calc oder LibreOffice Calc kann hier die Funktion ARCTAN2, mit der Syntax ARCTAN2(x-Koordinate;y-Koordinate) gewählt werden. Diese gibt den Arkustangens (den Winkel) in Radiant (mit einem Wert zwischen -π und +π ausgenommen -π) zwischen der x-Achse und der Linie, die durch den Koordinatenursprung und den jeweiligen Punkt verläuft, wieder. Beim gewählten Koordinatensystem (bei dem die positive z-Achse nach unten zeigt und dessen x-Achse in Nordrichtung liegt) entspricht ein positives Ergebnis einem Winkel, der bezogen auf die x-Achse im Uhrzeigersinn abgemessen wird. Bei einem negativen Ergebnis ist dies ein Winkel, welcher gegen den Urzeigersinn gemessen wird. Im letzteren Fall (wenn die Funktion ARCTAN2 einen negativen Wert ergibt) werden zum Ergebnis 360° addiert, um Fallrichtungen größer 180° zu erhalten.

$$\sphericalangle(x,y) > 0° \Rightarrow \sphericalangle(x,y) = \alpha_{\vec{I}}$$
$$\sphericalangle(x,y) \leq 0° \Rightarrow \sphericalangle(x,y) + 360° = \alpha_{\vec{I}}$$

Der Fallwinkel des Verschnittvektors ($\psi_{\vec{I}}$) ergibt sich aus dem Arkussinus der z-Komponente des Einheitsvektors.

$$\psi_{\vec{I}} = arcsin\, z_4$$

Bei der Bestimmung des kinematisch möglichen Ausmaßes von Versagensereignissen durch Translationsgleiten an zwei Flächen wird wie folgt vorgegangen (siehe Abbildung A1.1.):

Im ersten Schritt wird der scheinbare Fallwinkel des Verschnittvektors in einem Böschungsschnitt ($\psi_{apparent}$) bestimmt. Der scheinbare Fallwinkel ist hierbei der Winkel zwischen dem Streichvektor des Böschungsschnittes und dem in diese Ebene projizierten Verschnittvektor $\vec{I}$. Der Streichvektors der Böschung $\vec{S}$ ergibt sich wie folgt (mit $\alpha_{Fallvektor}$ = Fallrichtung der Böschung):

$$\vec{S} = \begin{bmatrix} x_5 \\ y_5 \\ z_5 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \cos \alpha_{Fallvektor} \\ \sin \alpha_{Fallvektor} \\ 0 \end{bmatrix}$$

Der scheinbare Fallwinkel des Verschnittvektors ($\psi_{apparent}$) errechnet sich nun aus dem Arkustangens der z-Komponente des Verschnittvektors $\vec{I}$ und dem Betrag $|\vec{s}|$.

$$|\vec{s}| = x_4 \cdot x_5 + y_4 \cdot y_5$$

$$\psi_{apparent} = arctan\,(z_4/|\vec{s}|)$$

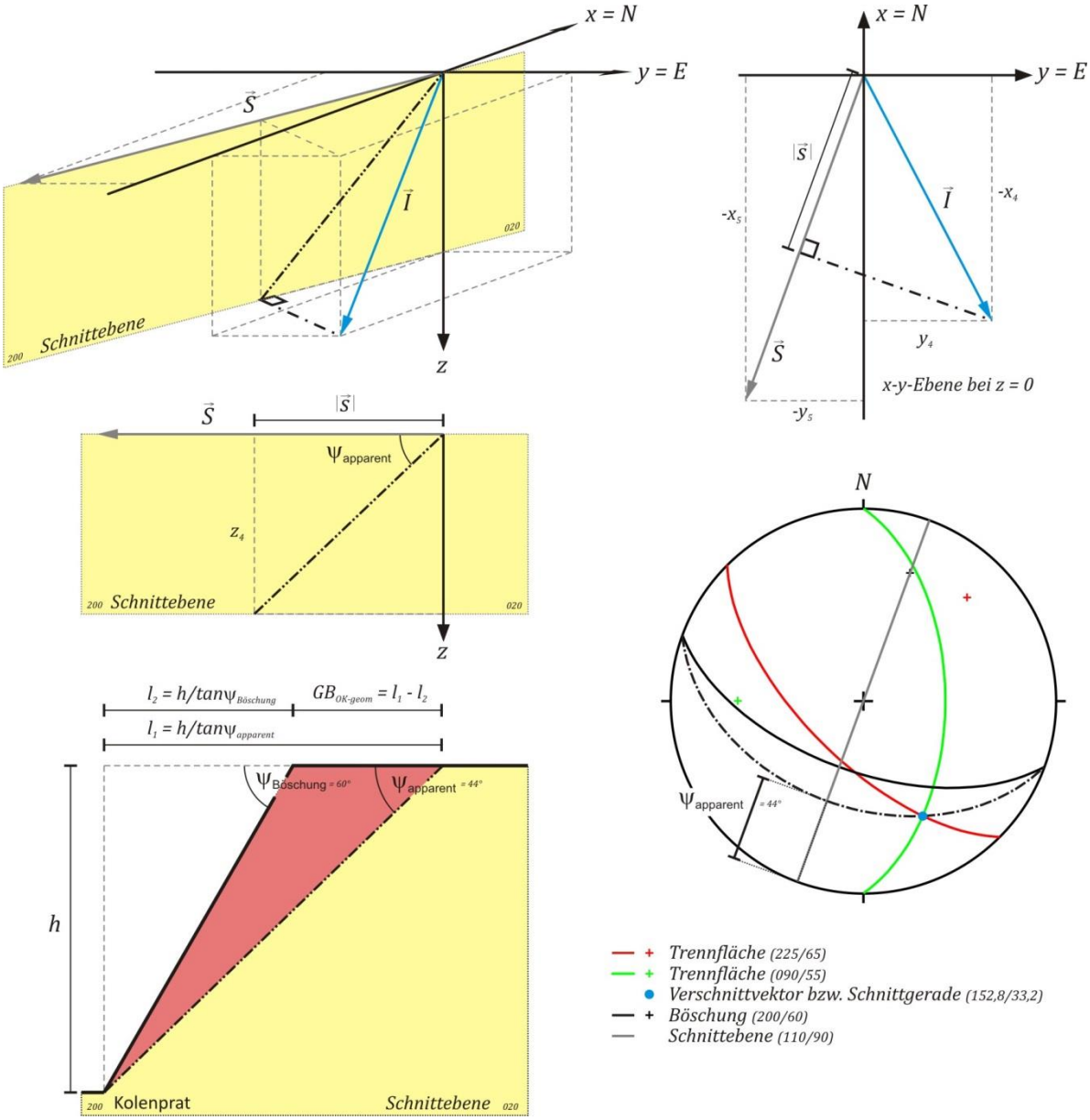


Abbildung A1.1: Ermittlung des scheinbaren Fallwinkels des Verschnittvektors im Böschungsschnitt ($\psi_{apparent}$) bzw. Berechnung des kinematisch möglichen Gefahrenbereichs an der Böschungsoberkante ($GB_{OK\text{-}geom}$)

Mit Hilfe des scheinbaren Fallwinkels des Verschnittvektors im Böschungsschnitt ($\psi_{apparent}$) kann in Verbindung mit der Böschungsneigung ($\psi_{Böschung}$) und der Böschungshöhe (h) der Bereich an der

Böschungsoberkante bestimmt werden, welcher von einem kinematisch möglichen Versagen betroffen werden kann. Dieser Gefahrenbereich an der Böschungsoberkante ($GB_{OK\text{-}geom}$) stellt somit hinsichtlich des Ausmaßes den Worst-Case dar.

$$GB_{OK-geom} = h \cdot \left(\cot\psi_{apparent} - \cot\psi_{Böschung}\right)$$

Die Anzahl möglicher Verschnittvektoren (Schnittgeraden, Intersektionslineare) ergibt sich durch Kombinationen ohne Wiederholungen von n Elementen der Ordnung k. Entsprechend dem Binomialkoeffizient erhält man etwa bei der Verschneidung von 100 Trennflächen (n = 100, k = 2) 4950 Verschnittvektoren (sofern nicht parallele Flächen auftreten).

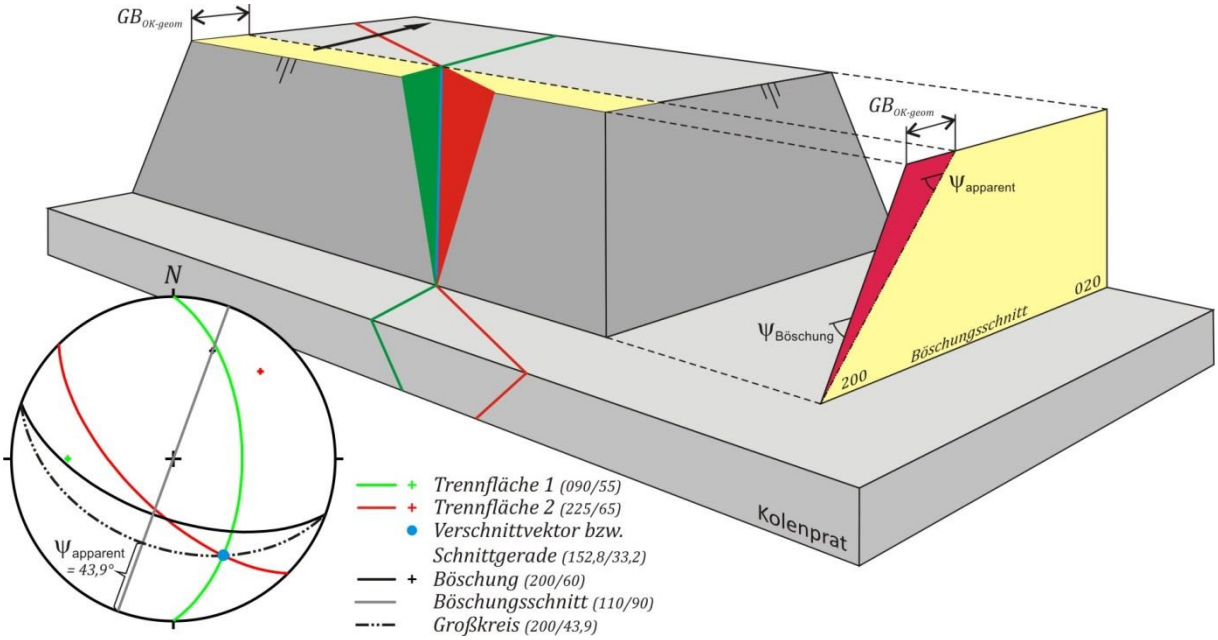


Abbildung A1.2: Gleiten eines Körpers auf zwei Flächen entlang der Schnittgeraden (des Verschnittvektors)

Beim Versagensmechanismus, welcher aufgrund des Gleitens eines Köpers beruht, welcher von maximal 2 Trennflächen begrenzt wird, sind zwei Fälle zu unterscheiden:

- Gleiten eines Körpers auf zwei Flächen entlang des Verschnittvektors bzw. der Schnittgeraden (Keilgleitung) sowie
- Gleiten eines Körpers, welcher von zwei Trennflächen begrenzt wird, das Gleiten jedoch nur auf einem der beiden Flächen entlang des Fallvektors dieser Fläche erfolgt.

Beim ersten Fall des Gleitens eines Körpers auf zwei Flächen entlang der Schnittgeraden sind zwei weitere Fälle zu unterscheiden:

- Im Fall des „offenen“ Keils, zeigen die Normalvektoren der Flächen ($\vec{N}_{Fläche1}$, $\vec{N}_{Fläche2}$) in unterschiedliche Hemisphären, wobei diese Hemisphären durch jene Normalebene auf die xy-Ebene getrennt werden, in welcher der Verschnittvektor der Flächen ($\vec{I}$) liegt.
- Im Fall des „überkippten“ Keils zeigen beide Normalvektoren der Flächen in die gleiche Hemisphäre und bilden somit einen Keil mit einer überhängenden Fläche.

In allen Fällen kann die Gewichtskraft des Gleitkörpers ($\vec{G}$) in zwei Komponenten parallel und normal zum Verschnittvektor der Flächen (der Schnittgeraden) zerlegt werden.

$$\vec{G} = \vec{N} + \vec{T}$$
$$N = G \cdot \cos \psi_{\vec{I}}$$
$$T = E = G \cdot \sin \psi_{\vec{I}}$$

Hingewiesen wird, dass beim gegenständlichen Beispiel nur das Eigengewicht des Gleitkörpers berücksichtigt wird und externe Kräfte (wie etwa die Auflast durch ein Arbeitsmittel oder Erdbeben) sowie Kräfte in Folge von Bergwasser (Auftrieb und Strömungskraft) unberücksichtigt bleiben.

Die Normalkraftkomponente $\vec{N}$ wird entsprechend der Trennflächen, auf welche sie wirkt, weiter zerlegt.

$$\vec{N} = \vec{N}_1 + \vec{N}_2$$

Um diese Vektoraddition erfüllen zu können, müssen die x- und y-Komponenten der Vektoren im Fall des „offenen“ Keils (Abbildung A1.3.) folgende Bedingungen erfüllen:

$$x_{N_1} = x_{N_2} \qquad x_{N_1} - x_{N_2} = 0$$
$$y_{N_1} + y_{N_2} = N$$

$$x_{N_1} = N_1 \cdot \sin \alpha_1$$
$$y_{N_1} = N_1 \cdot \cos \alpha_1$$
$$x_{N_2} = N_2 \cdot \sin \alpha_2$$
$$y_{N_2} = N_2 \cdot \cos \alpha_2$$

Durch Einsetzen erhält man:

$$N_1 = \frac{N \cdot \sin \alpha_2}{\sin(\alpha_1 + \alpha_2)}$$

$$N_2 = \frac{N \cdot \sin \alpha_1}{\sin(\alpha_1 + \alpha_2)}$$

Für den <u>globale Sicherheitsfaktor</u> (FoS - Factor of Safety bzw. η, mit R - Widerstand und E - Beanspruchung, wobei R und E charakteristische Größen sind) ergibt sich somit:

$$FoS = \frac{R}{E}$$

$$FoS = \frac{\frac{G \cdot \cos \psi_{\vec{I}} \cdot \sin \alpha_2}{\sin(\alpha_1 + \alpha_2)} \cdot \tan \varphi_1 + c_1 \cdot A_1 + \frac{G \cdot \cos \psi_{\vec{I}} \cdot \sin \alpha_1}{\sin(\alpha_1 + \alpha_2)} \cdot \tan \varphi_2 + c_2 \cdot A_2}{G \cdot \sin \psi_{\vec{I}}}$$

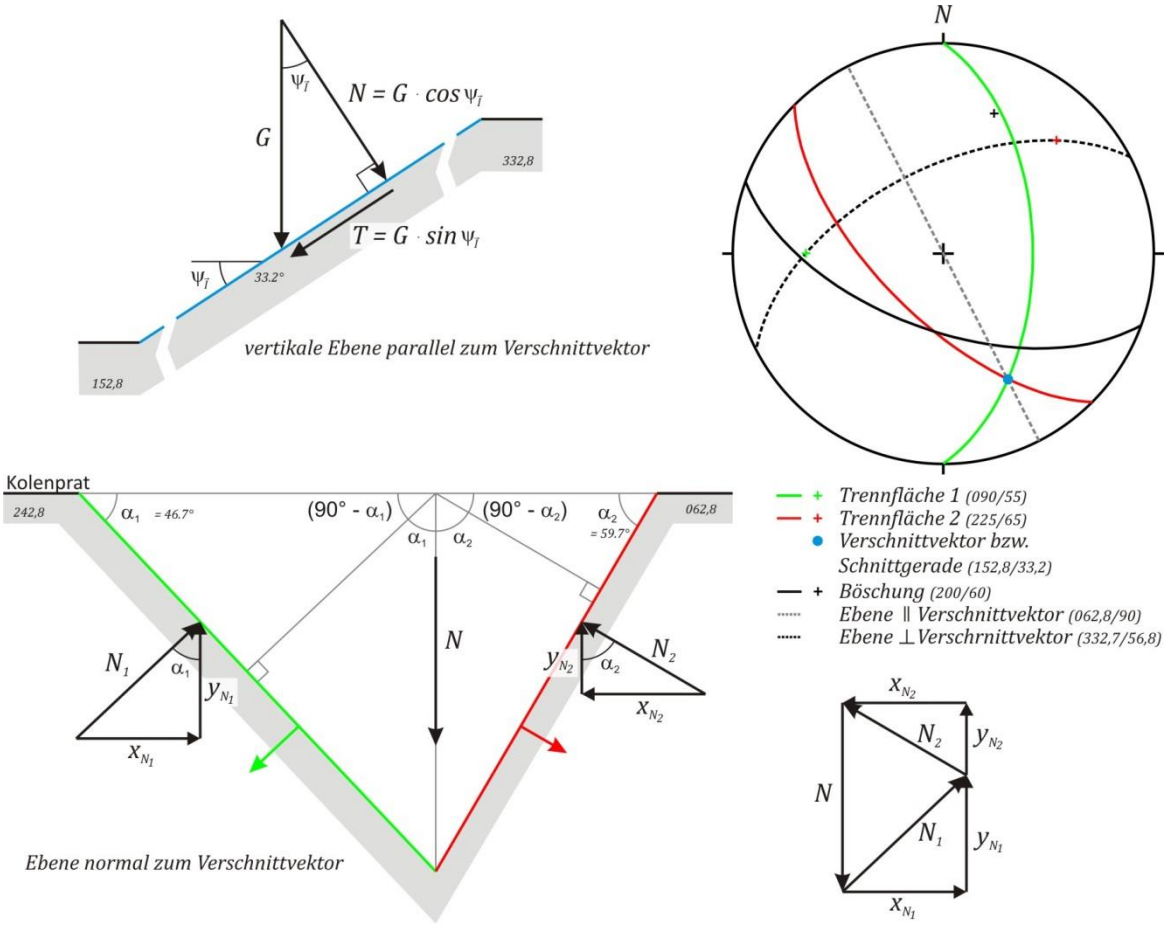


Abbildung A1.3: offener Keil

Der <u>Ausnutzungsgrad nach dem Konzept mit Teilsicherheitsbeiwerten</u> entsprechend ÖNORM B 1997-1-5 (μ, mit E_d= Bemessungswert der Beanspruchungen und R_d= Bemessungswert des Widerstände) ergibt sich durch:

$$\mu = \frac{E_d}{R_d} \leq 1$$

Den <u>Bemessungswert für die Beanspruchung</u> (E_d) erhält man aus:

$$E_d = G \cdot \sin \psi_{\vec{I}}$$

Den <u>Bemessungswert für die Widerstände</u> (R_d) bestimmt man aus:

$$R_d = \frac{G \cdot \cos \psi_{\vec{I}} \cdot \sin \alpha_2}{\sin(\alpha_1 + \alpha_2)} \cdot \frac{\tan \varphi_1}{\gamma_\varphi} + \frac{c_1}{\gamma_c} \cdot A_1 + \frac{G \cdot \cos \psi_{\vec{I}} \cdot \sin \alpha_1}{\sin(\alpha_1 + \alpha_2)} \cdot \frac{\tan \varphi_2}{\gamma_\varphi} + \frac{c_2}{\gamma_c} \cdot A_2$$

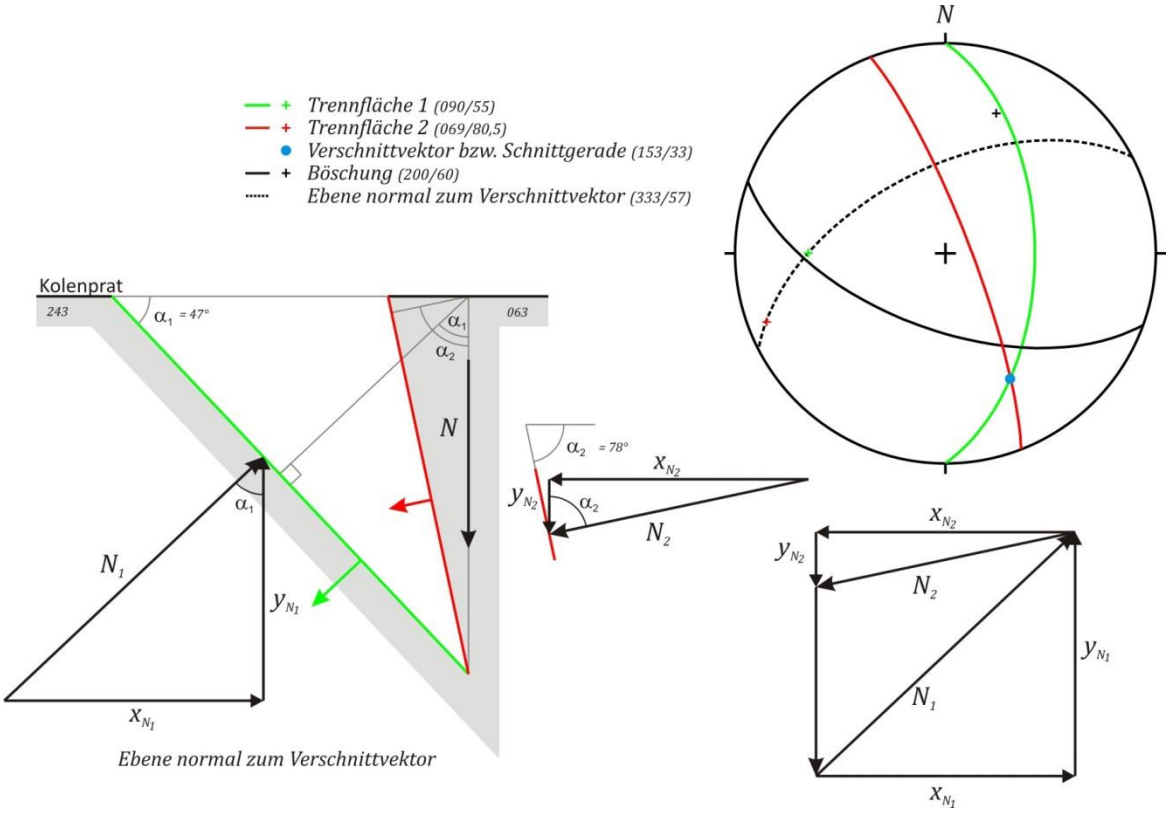


Abbildung A1.4: überkippter Keil

Im Fall des „überkippten“ Keils (Abbildung A1.4), also bei einem Gleitkörper, bei welchem die Normalvektoren der Flächen (bzw. vice versa die Fallvektoren) in den selben Halbraum zeigen, müssen die x- und y-Komponenten der Vektoren zur Erfüllung der Vektoraddition ($\vec{N} = \vec{N}_1 + \vec{N}_2$) folgende Bedingungen erfüllen:

$$x_{N_1} = x_{N_2} \qquad x_{N_1} - x_{N_2} = 0$$
$$y_{N_1} - y_{N_2} = N$$

Nach dem Einsetzen erhält man wiederum:

$$N_1 = \frac{N \cdot \sin\alpha_2}{\sin(\alpha_2 - \alpha_1)} \qquad \text{und} \qquad N_2 = \frac{N \cdot \sin\alpha_1}{\sin(\alpha_2 - \alpha_1)}$$

Für die Berechnung des <u>globalen Sicherheitsfaktors</u> (FoS bzw. η) ergibt sich somit:

$$FoS = \frac{\frac{G \cdot \cos\psi_{\vec{I}} \cdot \sin\alpha_2}{\sin(\alpha_2 - \alpha_1)} \cdot \tan\varphi_1 + c_1 \cdot A_1 + \frac{G \cdot \cos\psi_{\vec{I}} \cdot \sin\alpha_1}{\sin(\alpha_2 - \alpha_1)} \cdot \tan\varphi_2 + c_2 \cdot A_2}{G \cdot \sin\psi_{\vec{I}}}$$

Den <u>Bemessungswert für die Widerstände</u> (R_d) erhält man aus:

$$R_d = \frac{G \cdot \cos\psi_{\vec{I}} \cdot \sin\alpha_2}{\sin(\alpha_2 - \alpha_1)} \cdot \frac{\tan\varphi_1}{\gamma_\varphi} + \frac{c_1}{\gamma_c} \cdot A_1 + \frac{G \cdot \cos\psi_{\vec{I}} \cdot \sin\alpha_1}{\sin(\alpha_2 - \alpha_1)} \cdot \frac{\tan\varphi_2}{\gamma_\varphi} + \frac{c_2}{\gamma_c} \cdot A_2$$

Für das Gleiten eines Körpers, welcher von zwei Trennflächen begrenzt wird, das Gleiten jedoch nur auf einem der beiden Flächen entlang des Fallvektors dieser Fläche erfolgt, gilt:

$$E_d = G \cdot \sin \psi_{\vec{I}}$$

$$R_d = G \cdot \cos \psi_{\vec{I}} \cdot \cos \alpha_1 \cdot \frac{\tan \varphi_1}{\gamma_\varphi} + \frac{c_1}{\gamma_c} \cdot A_1$$

$$FoS = \frac{G \cdot \cos \psi_{\vec{I}} \cdot \cos \alpha_1 \cdot \tan \varphi_1 + c_1 \cdot A_1}{G \cdot \sin \psi_{\vec{I}}}$$

Die <u>Berechnung des Volumens bzw. der Gewichtskraft des Gleitkörpers</u> ($\vec{G}$) erfolgt mittels Spatprodukt. Der Betrag des Spatprodukts ist gleich dem Volumen des von drei Vektoren aufgespannten Parallelepipeds (Spats). Das Volumen des Gleitkörpers (Tetraeders) erhält man über das Spatproduktsechstel.

$$V = \frac{|(\vec{a}, \vec{b}, \vec{c})|}{6} = \frac{|(\vec{a} \times \vec{b}) \cdot \vec{c}|}{6}$$

Die für die Berechnung erforderlichen drei Vektoren sind einerseits der Verschnittvektor $\vec{I}$ sowie die mittels Vektorprodukt ermittelten und als Einheitsvektoren normierten Verschnittvektoren ($\overrightarrow{B1}$, $\overrightarrow{B2}$) zwischen den Trennflächen und der Böschung (siehe Abbildung A1.5).

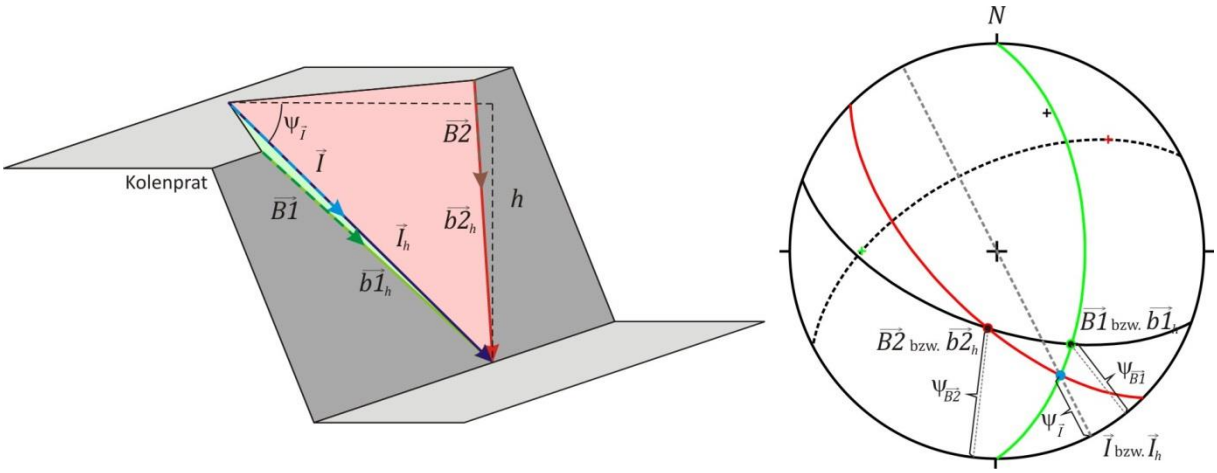


Abbildung A1.5: Veranschaulichung zur Berechnung des Volumens der Gleitkörpers und der Flächeninhalte der Gleitflächen

Um den entsprechenden Betrag der Vektoren zu erhalten, sind diese auf die gewünschte Böschungshöhe (h) zu normieren. Für die Normierung ist der Einfallswinkel der Vektoren durch Transformation der kartesischen Koordinaten in Kugelkoordinaten zu bestimmen ($\psi_{\vec{I}}$, $\psi_{\overrightarrow{B1}}$, $\psi_{\overrightarrow{B2}}$). Somit ergibt sich:

$$\vec{\iota}_h = \vec{I} \cdot \frac{h}{\sin \psi_{\vec{I},}}$$

$$\overrightarrow{b1}_h = \frac{\vec{N}_{Fläche\ 1} \times \vec{N}_{Böschung}}{\left|\vec{N}_{Fläche\ 1} \times \vec{N}_{Böschung}\right|} \cdot \frac{h}{\sin \psi_{\overrightarrow{B1}}}$$

$$\overrightarrow{b2}_h = \frac{\vec{N}_{Fläche\ 2} \times \vec{N}_{Böschung}}{\left|\vec{N}_{Fläche2} \times \vec{N}_{Böschung}\right|} \cdot \frac{h}{\sin \psi_{\overrightarrow{B2}}}$$

Das Spatprodukt bzw. das Volumen kann mit Hilfe einer Determinante, wie nachfolgend allgemein dargestellt, berechnet werden:

$$\left(\vec{a}, \vec{b}, \vec{c}\right) = det \begin{pmatrix} a_1 & b_1 & c_1 \\ a_2 & b_2 & c_2 \\ a_3 & b_3 & c_3 \end{pmatrix} \qquad \text{mit} \qquad \vec{a} = \begin{pmatrix} a_1 \\ a_2 \\ a_3 \end{pmatrix} \text{ usw.}$$

$$V = \frac{1}{6}\left|\left(\vec{a}, \vec{b}, \vec{c}\right)\right| = |(a_1 b_2 c_3 + b_1 c_2 a_3 + c_1 a_2 b_3 - c_1 b_2 a_3 - b_1 a_2 c_3 - a_1 c_2 b_3)|/6$$

Die Flächeninhalte ($A_{Fläche1}$, $A_{Fläche2}$) erhält man über die Vektorprodukte der auf die Böschungshöhe normierten Vektoren $\vec{\imath}_h$, $\overrightarrow{b1}_h$ und $\overrightarrow{b2}_h$. Die Flächeninhalte entsprechen hierbei dem halben Betrag der jeweiligen Vektorprodukte.

$$A_{Fläche1} = \left|\vec{\imath}_h \times \overrightarrow{b1}_h\right|/2 \qquad \text{bzw.} \qquad A_{Fläche2} = \left|\vec{\imath}_h \times \overrightarrow{b2}_h\right|/2$$

Zur <u>Bestimmung, welcher Typ von Translationsgleitung vorliegt</u> (Gleiten auf zwei Flächen entlang der Schnittgeraden oder Gleiten auf einer Fläche in Richtung des Fallvektors der Fläche) kann wie folgt vorgegangen werden:

Grundsätzlich muss in allen Fällen, bei denen dieser Mechanismus auftritt, der Verschnittvektor $\vec{I}$ die Böschung unterschneiden. Der sich aus der Projektion des Verschnittvektors in die Schnittebene der Böschung ergebende scheinbare Einfallswinkel ($\psi_{apparent}$) hat daher als grundsätzliches Kriterium größer oder gleich 0° und kleiner als der jeweilige Fallwinkel der Böschung ($\psi_{Böschung}$) zu sein, also:

$$0 \leq \psi_{apparent} < \psi_{Böschung}$$

Bei jenen Fällen, bei denen ein Gleiten auf einer Fläche in Richtung der Fallvektoren der Flächen ($\vec{F}_{Fläche1}$, $\vec{F}_{Fläche2}$) erfolgt, muss auch hier zumindest einer der Fallvektor dieser Flächen die Böschung unterschneiden. Für die Prüfung dieses Kriteriums sind die scheinbaren Fallwinkel der Fallvektoren in der Schnittebene der Böschung zu ermitteln ($\psi_{Fläche1-apparent}$ und $\psi_{Fläche2-apparent}$). Dies erfolgt analog der Ermittlung des scheinbare Fallwinkel des Verschnittvektors ($\psi_{apparent}$) mittels x-y-z-Komponenten der Fallvektoren der Flächen und den x-y-Komponenten des Vektors $\vec{S}$ (Streichvektor des Böschungsschnittes).

$$\psi_{Fläche1-apparent} = \arctan\left(z_{Fläche1}/x_{Fläche1} \cdot x_5 + y_{Fläche1} \cdot y_5\right)$$

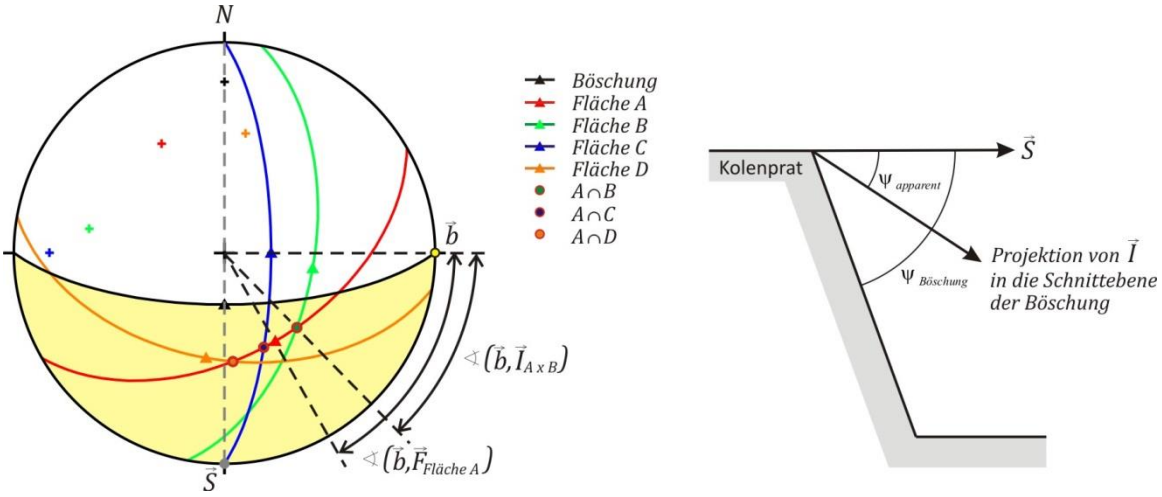


Abbildung A1.6: Im Fall des Verschnittes der Fläche A mit der Fläche B ($A \cap B$) erfolgt eine Gleitung auf der Fläche A in Richtung des Fallvektors von A (rotes Dreieck). In den Fällen von $A \cap C$ und $A \cap D$ erfolgt eine Keilgleitung entlang der Verschnittvektoren (rot-orange und rot-blaue Punkte). Im Fall $A \cap C$ liegt ein überkippter Keil, im Fall $A \cap D$ ein offener Keil vor.

Bei einer Unterschneidung werden wiederum folgende Kriterien erfüllt:

$$0 \leq \psi_{Fläche1-apparent} < \psi_{Böschung}$$
$$0 \leq \psi_{Fläche2-apparent} < \psi_{Böschung}$$

Um nun die weitere Fallunterscheidung durchführen zu können, wird der Vektor $\vec{b}$ (Streichvektor der Böschung) errechnet und die Winkel bestimmt, welche dieser Vektor $\vec{b}$ mit dem Verschnittvektor $\vec{I}$ bzw. den Fallvektoren der Flächen ($\vec{F}_{Fläche1}$, $\vec{F}_{Fläche2}$) einschließt. Der Vektor $\vec{b}$ ergibt sich aus dem Vektorprodukt von $\vec{S}$ (Streichvektor des Böschungsschnittes) und dem Normalvektor der xy-Ebene.

$$\vec{b} = \vec{S} \times \begin{bmatrix} 0 \\ 0 \\ 1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} x_5 \\ y_5 \\ 0 \end{bmatrix} \times \begin{bmatrix} 0 \\ 0 \\ 1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} y_5 \\ -x_5 \\ 0 \end{bmatrix}$$

Die Winkel zwischen dem Vektor $\vec{b}$ und dem Verschnittvektor $\vec{I}$ bzw. den Fallvektoren der Flächen ($\vec{F}_{Fläche1}$, $\vec{F}_{Fläche2}$) ergeben sich wie folgt:

$$\sphericalangle(\vec{b}, \vec{I}) = \cos^{-1} \frac{\vec{I} \cdot \vec{b}}{|\vec{b}|}$$
$$\sphericalangle(\vec{b}, \vec{F}_{Fläche1}) = arccos\ \frac{\vec{F}_{Fläche1} \cdot \vec{b}}{|\vec{b}|}$$
$$\sphericalangle(\vec{b}, \vec{F}_{Fläche2}) = arccos\ \frac{\vec{F}_{Fläche2} \cdot \vec{b}}{|\vec{b}|}$$

Beim <u>Gleiten auf Fläche 1</u> müssen folgende Bedingungen erfüllt sein:

$0 \leq \psi_{apparent} < \psi_{Böschung}$
$0 \leq \psi_{Fläche1-apparent} < \psi_{Böschung}$

Für den Fall, dass $\sphericalangle(\vec{b}, \vec{I}) < 90°$ und $\sphericalangle(\vec{b}, \vec{F}_{Fläche1}) < 90°$ gilt, dass $\sphericalangle(\vec{b}, \vec{F}_{Fläche1}) > \sphericalangle(\vec{b}, \vec{I})$ ist. Wenn in diesem Fall auch $0 \leq \psi_{Fläche2-apparent} < \psi_{Böschung}$ und $\sphericalangle(\vec{b}, \vec{F}_{Fläche2}) < 90°$ ist, so muss auch die Bedingung $\sphericalangle(\vec{b}, \vec{F}_{Fläche1}) > \sphericalangle(\vec{b}, \vec{F}_{Fläche2})$ erfüllt werden.

Für den Fall, dass $\sphericalangle(\vec{b}, \vec{I}) \geq 90°$ und $\sphericalangle(\vec{b}, \vec{F}_{Fläche1}) \geq 90°$ gilt, dass $\sphericalangle(\vec{b}, \vec{F}_{Fläche1}) < \sphericalangle(\vec{b}, \vec{I})$ ist. Wenn in diesem Fall auch $0 \leq \psi_{Fläche2-apparent} < \psi_{Böschung}$ und $\sphericalangle(\vec{b}, \vec{F}_{Fläche2}) \geq 90°$ ist, so muss zusätzlich die Bedingung $\sphericalangle(\vec{b}, \vec{F}_{Fläche1}) < \sphericalangle(\vec{b}, \vec{F}_{Fläche2})$ erfüllt werden.

Analoges gilt für das Gleiten auf der Fläche 2.

Beim <u>Gleiten des Körpers auf beiden Flächen entlang des Verschnittvektors (der Schnittgeraden)</u> müssen folgende Bedingungen erfüllt sein:

Als Grundbedingung gilt: $0 \leq \psi_{apparent} < \psi_{Böschung}$

Bei $\sphericalangle(\vec{b}, \vec{I}) < 90°$ ist im Fall, dass $0 \leq \psi_{Fläche1-apparent} < \psi_{Böschung}$ und $\sphericalangle(\vec{b}, \vec{F}_{Fläche1}) < 90°$die Bedingung $\sphericalangle(\vec{b}, \vec{I}) > \sphericalangle(\vec{b}, \vec{F}_{Fläche1})$ zu erfüllen. Im Fall, dass $0 \leq \psi_{Fläche2-apparent} < \psi_{Böschung}$ und $\sphericalangle(\vec{b}, \vec{F}_{Fläche2}) < 90°$ ist, muss auch die Bedingung $\sphericalangle(\vec{b}, \vec{I}) > \sphericalangle(\vec{b}, \vec{F}_{Fläche2})$ erfüllt werden.

Bei $\sphericalangle(\vec{b}, \vec{I}) \geq 90°$ ist im Fall von $0 \leq \psi_{Fläche1-apparent} < \psi_{Böschung}$ und $\sphericalangle(\vec{b}, \vec{F}_{Fläche1}) \geq 90°$die Bedingung $\sphericalangle(\vec{b}, \vec{I}) < \sphericalangle(\vec{b}, \vec{F}_{Fläche1})$ zu erfüllen. Im Fall, dass $0 \leq \psi_{Fläche2-apparent} < \psi_{Böschung}$ und $\sphericalangle(\vec{b}, \vec{F}_{Fläche2}) \geq 90°$ ist, so muss zusätzlich die Bedingung $\sphericalangle(\vec{b}, \vec{I}) < \sphericalangle(\vec{b}, \vec{F}_{Fläche2})$ erfüllt werden.

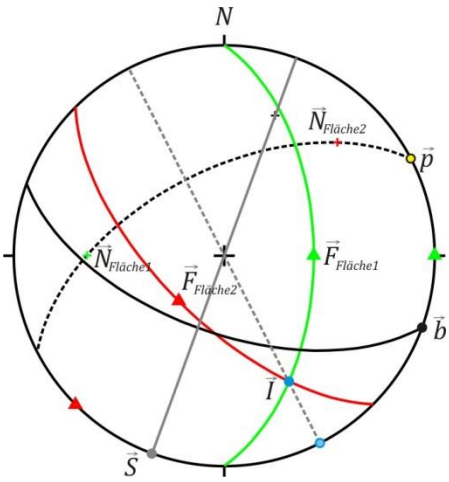


Abbildung A1.7: Darstellung zur Fallunterscheidung offener und überkippter Keil

Um im Fall des Gleitens des Körpers auf zwei Flächen entlang der Schnittgeraden die Fallunterscheidung zwischen dem offenen bzw. dem überkippten Keil durchführen zu können, wird der Vektor $\vec{p}$ errechnet und die Winkel bestimmt, welche dieser mit den Normalvektoren der Flächen einschließen ($\vec{N}_{Fläche1}$ und $\vec{N}_{Fläche2}$). Der Vektor $\vec{p}$ ergibt sich aus dem Vektorprodukt des Verschnittvektors $\vec{I}$ und dem Normalvektor der xy-Ebene.

$$\vec{p} = \vec{I} \times \begin{bmatrix} 0 \\ 0 \\ 1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} x_4 \\ y_4 \\ z_4 \end{bmatrix} \times \begin{bmatrix} 0 \\ 0 \\ 1 \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} y_4 \\ -x_4 \\ 0 \end{bmatrix}$$

Die Winkel zwischen den Normalvektoren der Flächen ($\vec{N}_{Fläche1}$, $\vec{N}_{Fläche2}$) und dem Vektor $\vec{p}$ ergeben sich wie Folgt:

$$\sphericalangle(\vec{p}, \vec{N}_{Fläche1}) = arccos\ \frac{\vec{N}_{Fläche1} \cdot \vec{p}}{|\vec{p}|}$$
$$\sphericalangle(\vec{p}, \vec{N}_{Fläche2}) = arccos \frac{\vec{N}_{Fläche2} \cdot \vec{p}}{|\vec{p}|}$$

Haben diese Winkel Werte, welche gleichzeitig kleiner oder größer 90° sind, so zeigen die Normalvektoren der Flächen in die gleiche Hemisphäre und es liegt ein überkippter Keil vor.

Offener Keil:

$$\sphericalangle(\vec{p}, \vec{N}_{Fläche1}) < 90° \ und \ \sphericalangle(\vec{p}, \vec{N}_{Fläche2}) > 90°$$
$$\sphericalangle(\vec{p}, \vec{N}_{Fläche1}) > 90° \ und \ \sphericalangle(\vec{p}, \vec{N}_{Fläche2}) < 90°$$

Überkippter Keil:

$$\sphericalangle(\vec{p}, \vec{N}_{Fläche1}) < 90° \ und \ \sphericalangle(\vec{p}, \vec{N}_{Fläche2}) < 90°$$
$$\sphericalangle(\vec{p}, \vec{N}_{Fläche1}) > 90° \ und \ \sphericalangle(\vec{p}, \vec{N}_{Fläche2}) > 90°$$

Anhang 2 – Angaben zum Fallbeispiel Tagbau Elsenreith

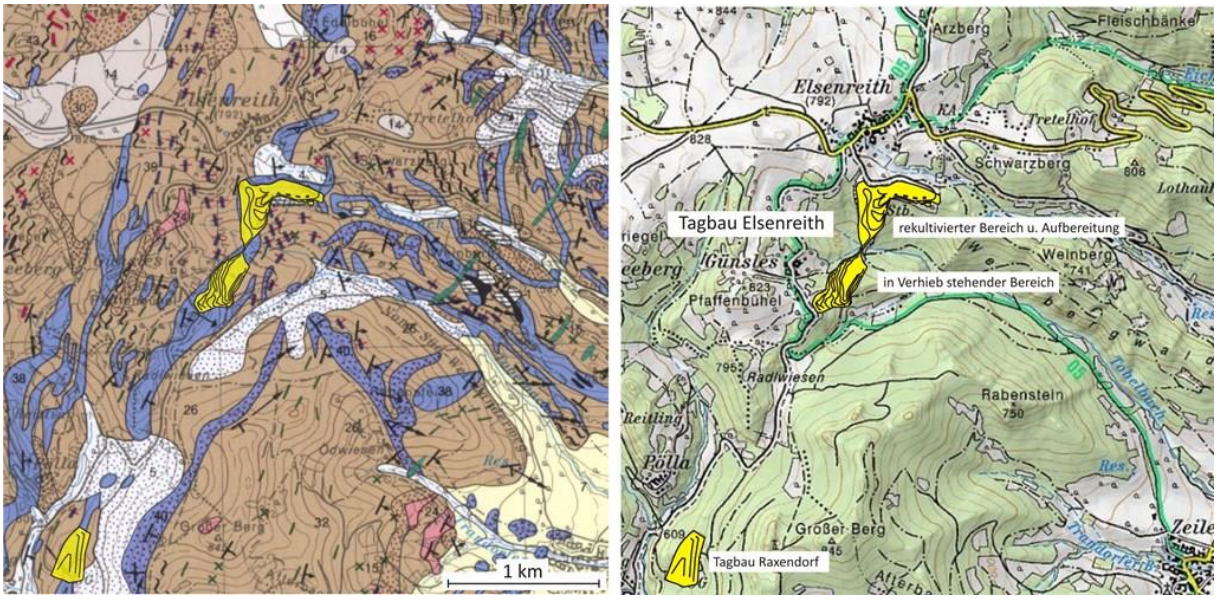


Abbildung A2.1: Lage des Tagbaues auf der Geologischen Karte der Republik Österreich 1:50.000, Blatt 36 Ottenschlag (Geologische Bundesanstalt, 1986) mit 24 Granodioritgneis, 26 Paragneis, 30 Quarzit und Arkosegneis, 38 Marmor, 40 Kalksilikatgneis) bzw. die Lage auf der Österreichischen Karte 1:50.000-UTM (Austrian Map online, Bundesamt für Eich- und Vermessungswesen).

Beim im Kapitel 5.2 behandelten Bespiel handelt es sich um den Tagbau der Ernst Renz GmbH. Dieser liegt am Südostrand der Böhmischen Masse in der Gemeinde Kottes-Purk, südlich der Ortschaft Elsenreith (siehe Abbildung A2.1, ETRS89-Koordinaten: geographische Länge 15°16'50'', Breite 48°22'40''). Dieser Tagbau ist ein gutes Beispiel, um aufgrund der u-förmigen Form den drastischen Einfluss des Gefüges auf die Stabilität und das Ausmaß von Gefahrenbereichen an Oberkanten bei den einzelnen Böschungsorientierungen zu verdeutlichen.

Im Tagbau Elsenreith erfolgt der Abbau einer ca. 80 bis 110 m mächtigen Lage von Silikatmarmoren. Diese Marmore stellen ein charakteristisches Leitgestein der Bunten Serie der Drosendorf Einheit des Moldanubischen Deckensystems dar (FUCHS & MATURA, 197, FUCHS & MATURA, 1980, MATURA, 2003). Im Tagbau treten diese überwiegend als mittel- bis grobkörnige, im Zentimeterbereich blaugrau bis weiß gebänderte Kalkmarmore auf (siehe Abbildung A2.2). Der ausgeprägte metamorphe Lagenbau ergibt sich einerseits durch unterschiedliche Graphitgehalte bzw. auch durch einen wechselnden Anteil an Silikatmineralen in den einzelnen Lagen. Nach HÖGELSBERGER (1989) sind dies Skapolith, Klinopyroxen, Amphibol, Plagioklas, Kalifeldspat, Muskovit, Biotit und Quarz, welche bei einem erhöhten Anteil zu einer bläulichen oder schwach gründlichen Färbung der Silikatmarmore führen. Die Graphitführung kann so weit ansteigen, dass sich Graphitschieferlagen im Millimeter- bis Meterbereich oder feinkörnige, massige, schwarze Marmore mit einer Mächtigkeit von mehreren Metern ausbilden können. Neben diesen Einschaltungen treten im Marmorkörper des Tagbaues noch biotitreiche Amphibolitlagen (mit einer Mächtigkeit im Dezimeterbereich) und unterschiedliche Generationen von dunklen Ganggesteinen (lamprophyrische Dykes) auf. Charakteristisch ist, dass sich Graphitschieferlagen, schwarze Marmore und Amphibolitlagen im Tagbau über große Distanzen (mehrere hundert Meter) verfolgten lassen. Der Marmorkörper des Tagbau Elsenreith ist in eine Serie aus Kalksilikatschiefern (in welche dieser im Liegenden übergeht) sowie in Paragneise und Quarzitgneise eingeschalten (siehe Schnitt Abbildung 5.3 im Kapitel 5.1.1.).

Die Kalkmarmore haben nach WIESINGER & ROHATSCH (2012) eine Rohdichte von ρ_{roh} = 2,70 bis 2,71 g/cm³. Für die Graphitschiefer wird diese mit 2,3 g/cm³ angenommen.

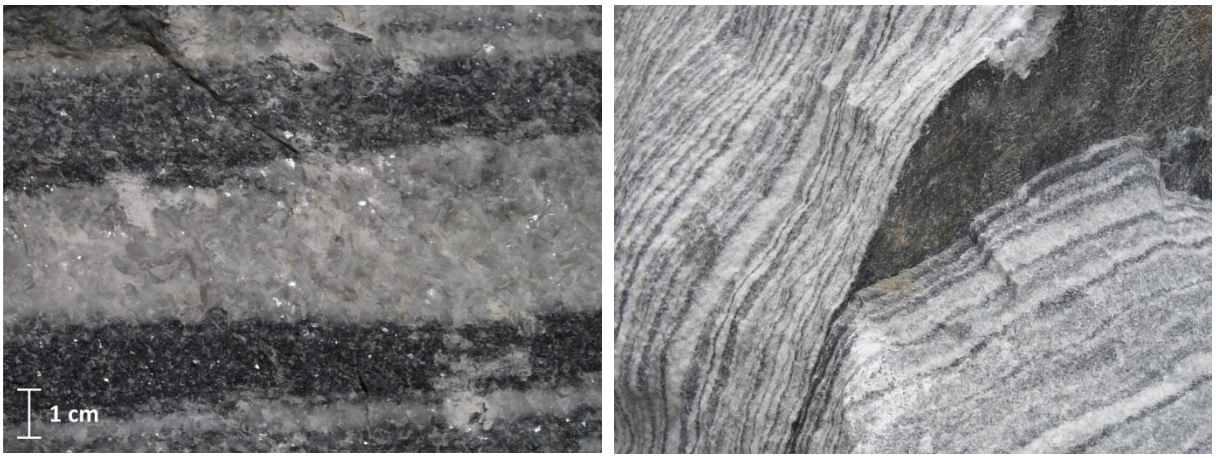


Abbildung A2.2: Blaugrau bis weiß gebänderte Kalkmarmore, welche den charakteristischen metamorphen Lagenbau aus weißen, graphit- und silikatmineralfreien, gröberkristallinen sowie blaugrauen, graphit- und silikatmineralführenden und somit feinerkristallinen Lagen zeigen. Linkes Bild: dünne, graphitreiche Lage im Marmor, welche als Entkopplungsfläche (aktivierbare Trennfläche) dient.

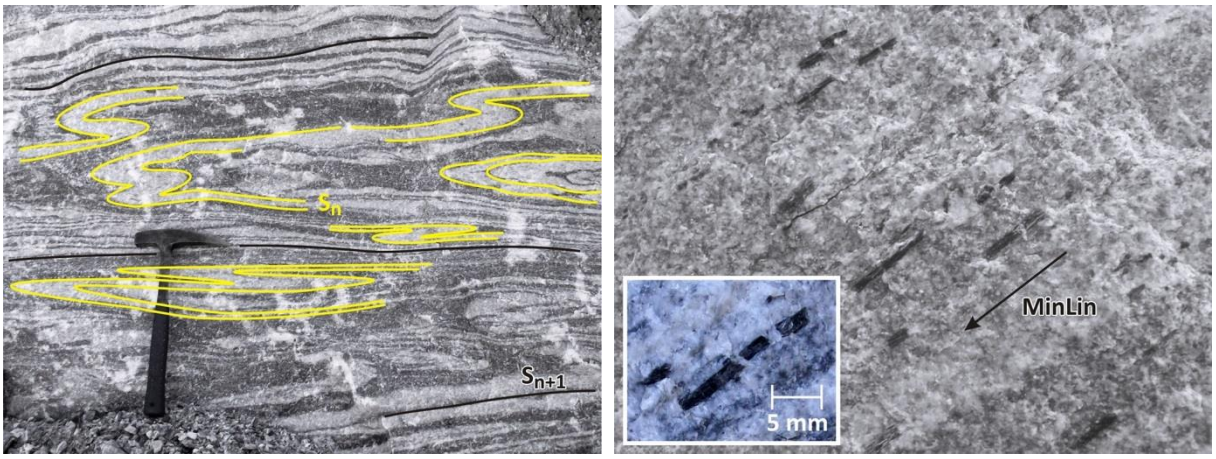


Abbildung A2.3: Linkes Bild zeigt einen Bereich im Silikatmarmor mit intensiver Isoklinalfaltung ($IsoF_1$), welche den bestehenden Lagenbaues (S_n) überprägt und zur Ausbildung der penetrativen, mylonitischen Foliation (S_{n+1}) führt. Die S_{n+1} liegt somit parallel zur Achsenebene der Isoklinalfaltung $IsoF_1$. Rechtes Bild zeigt in Scherrichtung eingeregelte und elongierte Tremolitkristalle im Silikatmarmor.

Die im Tagbau dominante Foliation ist das Produkt einer nicht-koaxiale Scherverformung. Hierbei wurde durch Isoklinalfaltung ($IsoF_1$) der bestehende Lagenbau (S_n) überprägt und eine penetrative, **mylonitische Foliation (S_{n+1})** ausgebildet. Die Foliation zeigt ein relativ einheitliches Einfallen mittelsteil nach ESE (Ø 105/36, siehe Lagenkugel der Abbildung A2.4). Relikte eine vorhergehenden Isoklinalfaltung ($IsoF_n$), welche im Zusammenhang mit der Bildung der S_n standen (sofern die S_n nicht dem primären, sedimentären Lagenbau entspricht), konnten keine festgestellt werden. Die nachstehend dargestellten Falteninterferenzmuster (Überprägung der Isoklinalfalten $IsoF_1$ durch eine nachfolgende Faltung bzw. Isoklinalfaltung) stehen im Zusammenhang mit der Deformation der lamprophyrischen Ganggesteine. Die wenigen, eindeutig messbaren Faltenachsen der $IsoF_1$ zeigte eine flaches Einfallen Richtung NE (060/20).

Die **mylonitische Lineation** ist als Streckungslineation bzw. als Minerallineation ausgebildet und weist Fallrichtungen zwischen 072 bis 108 auf (siehe Lagenkugel der Abbildung A2.4). Die lagenweise

in den Silikatmarmoren auftretenden Calcium-Amphibole (idiomorphe Tremolitkristalle) zeigen hierbei eine deutliche Einregelung und Elongation (siehe Abbildung A2.3). Hellglimmer und auch Chlorit zeigen syndeformatives Wachstum in Vorzugsrichtung.
Im Zuge der Scherverformung wurden die mit den Marmoren primär wechsellagernden, aber rheologisch kompetenteren Amphibolitlagen bzw. Kalksilikatlagen ausgedünnt und boudiniert. Kinematische Indikatoren (in Form von rotierte Boudinsegmente und Scherbändern in biotitreichen Amphibolitlagen) geben einen Schersinn **Top-nach-ESE** an.

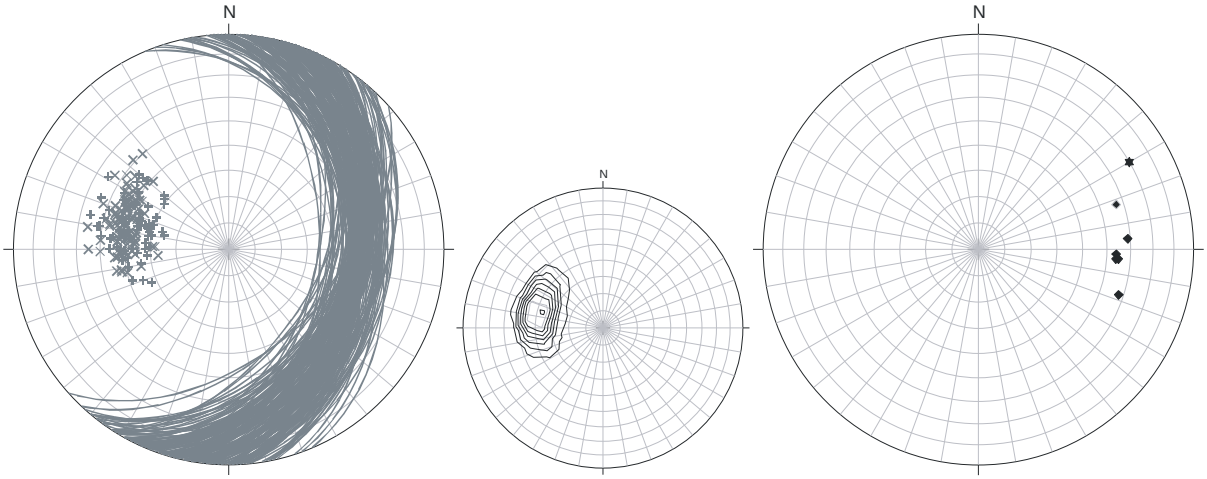


Abbildung A2.4: Lagenkugeldarstellung der Foliation (S_{n+1}), flächentreue Projektion der unteren Lagenkugelhälfte; + - Pole von mittels Gefügekompass gemessenen Flächen (n = 70), × - Pole von mit fotogrammetrischem System ShapeMetrix3D gemessenen Flächen (n = 109), ∅ 105/36, ◆ - mylonitische Lineare (Streckungs- und Minerallineation), ✸ - Isoklinalfaltenachse ($IsoF_1$)

Die dunklen Ganggesteine (Lamprophyre) lassen sich nach MATURA (1984), NEUBAURER et al. (2003) oder ZEITLHOFR et al. (2013, 2016) nach dem Chemismus (Kersantite, Spressartite, Hornblende-Diorit), dem Intrusionszeitpunkt und deren Orientierung in mehrere Generationen differenzieren. Auch im Tagbau können folgende zwei Generationen festgestellt werden:

Lamprophyrische Gänge, welche **synkinematisch** (bzw. eventuell bereits präkinematisch) zur Top-nach-ESE gerichteten Scherverformung intrudierten, wurden stark gestreckt und parallel zur Foliation (S_{n+1}) boudiniert. In Folge der Rotation der Boudinsegmente wurden Isoklinalfalten ($IsoF_1$) und neck folds (disharmonische Falten, welche sich zwischen den Boudinsegmenten bildeten, siehe z.B. TWISS & MOORES, 1992) überprägt und es kam zur Ausformung spektakulärer Falteninterferenzmuster (siehe Abbildung A2.5). In diesem Zusammenhang lassen sich insbesondere Interferenzmuster vom Typ 2 (dome-crescent-mushroom pattern) und Typ 3 (concergent-divergent pattern) nach RAMSAY & HUBER (1987) feststellen. Die Boudins dieser massigen, dunklen und feinkörnige Gesteine haben stark unregelmäßige Formen und erreichen im Tagbau Mächtigkeiten von wenigen Zentimetern bis maximal 2,5 m.

Neben den syndeformativ intrudierten Ganggesteinen treten eine Reihe von **postkinematisch**, diskordant in den metamorphen Lagenbau intrudieren lamprophyrischen Gänge auf (Abbildung A2.6). Diese subvertikal stehenden Gänge (mit einer Dicke von wenigen Dezimetern) streichen NNW-SSE und wurden offensichtlich nicht mehr von der nach ESE-gerichteten Scherverformung erfasst.

Abbildung A2.5: Im linken Bild, synkinematisch zur Top-nach-ESE gerichteten Scherverformung intrudierte und boudinierte, lamprophyrische Gänge. In den rechten Bildern, Beispiele für Falteninterferenzmuster, welche sich in Folge der Rotation der Lamprophyr-Boudins entstanden (oben charakteristisches Typ 2 mushroom-shaped pattern).

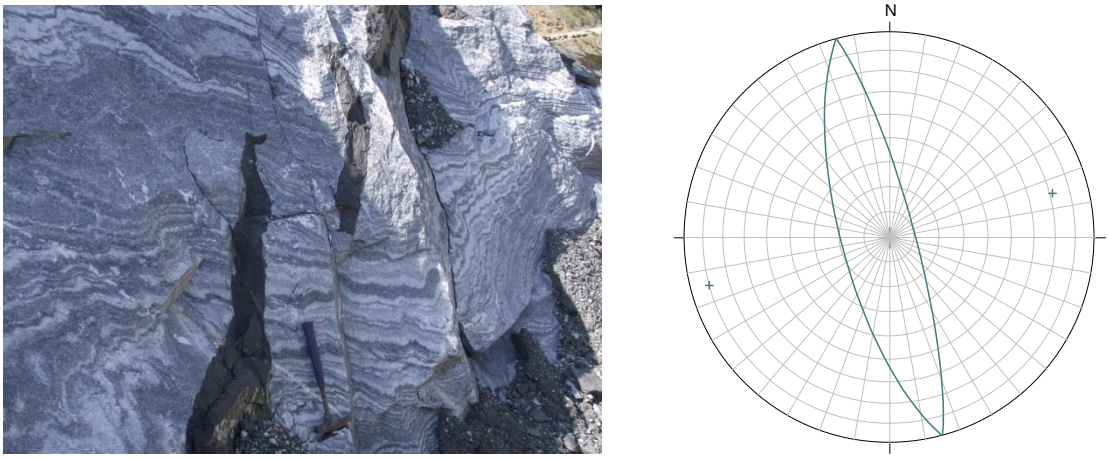


Abbildung A2.6: Im linken Bild, ein Beispiel für postdeformativ, diskordant in den metamorphen Lagenbau intrudierte lamprophyrische Gänge.

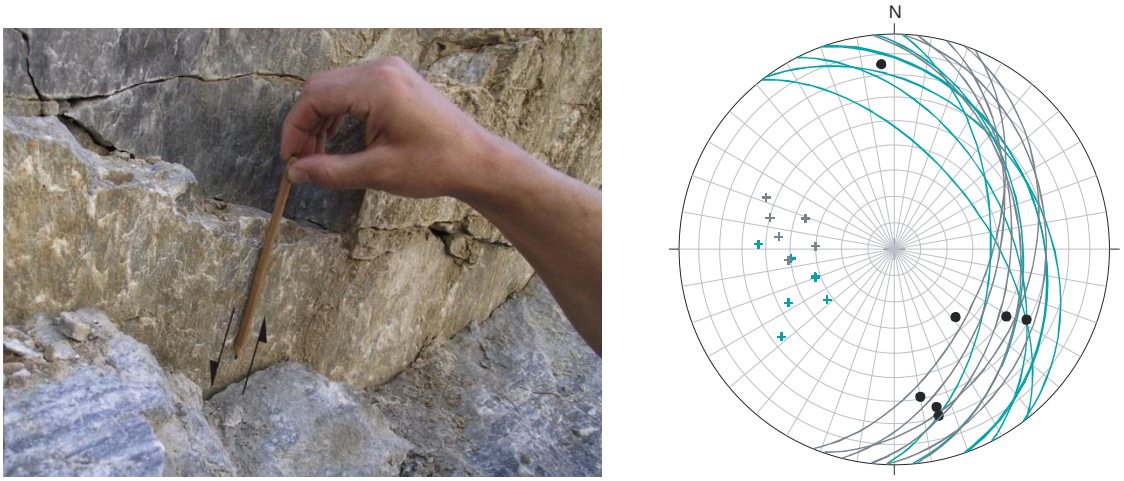


Abbildung A2.7: Im linken Bild, eine flach nach SE einfallende Störungsfläche mit Faserkristallen, welchen Top-nach-SE Bewegung zeigen. Lagenkugeldarstellung: + in Türkis – Störungsflächen, + in Grau – Foliation, welche als spröde Bewegungsflächen reaktiviert wurden, • - Faserkristalle (Top-nach SE) und Striemung

Im Zusammenhang mit der duktilen Top-nach-ESE Scherverformung dürften auch **mittelsteil Richtung ENE bis ESE einfallende spröde Bewegungsflächen** stehen (Abbildung A2.7). Hierbei wurden einerseits gaphitführende Lagen der Foliation als spröde Bewegungsfläche reaktiviert bzw. bildeten sich andererseits auch flach nach SE einfallende Störungsflächen aus. Faserkristalle an diesen Flächen geben hierbei **Top-nach-SE Bewegungssinn** wieder. Diese Strukturen könnten sich eventuell bei anhaltender Verformung und absteigenden Metamorphosebedingungen oder bei höheren Deformationsraten während einer grünschieferfaziellen Deformation ausgebildet haben.

Bemerkenswert ist, dass im Tagbau Elsenreith die mylonitische Foliation (S_{n+1}) von keiner mesoskopische feststellbaren Faltung (F_2) betroffen wurde, wie dies etwa in der direkten Verlängerung der Kalkmarmorlage im ca. 3,7 km südsüdwestlich gelegenen Tagbau Raxendorf festgestellt werden konnte (zur Lage diese Tagbaues siehe Abbildung A2.1 bzw. ETRS89-Koordinaten: geographische Länge 15°16'00'', Breite 48°21'40''). Im Tagbau Raxendorf wurden die Marmorlagen, welche mittelsteil nach ESE einfallen (Foliation ∅ 105/45) von einer großmaßstäblichen, offenen, welligen Faltung mit nach SE einfallenden Faltenachsen (F_2 ca. 145/30) verfaltet (siehe Abbildung A2.x linkes Bild). In Zusammenhang mit dieser Faltung dürften die im Tagbau Elsenreith in glimmerreichen Lagen feststellbaren Mikrofalten mit nach SE einfallenden Achsen stehen.

Abbildung A2.8: Im linken Bild, das nach NW einfallende Böschungssystem des Tagbaus Raxendorf (Abbaustand 2006), bei welche die mylonitische Foliation bzw. der Lagenbau von einer offenen, welligen Faltung mit nach SE einfallenden Faltenachsen betroffen wird. Im rechte Bild, ein Ausschnitt aus dem Tagbau Spitz/Donau mit ESE-vergenten Scherfalten (drag folds, z-Falten bei Blickrichtung nach NNE) mit flach nach SSW (in Richtung des Betrachters) einfallenden Faltenachsen.

Im bearbeiteten Tagbau Elsenreith ließen sich auch keine vergenten Falten feststellen, wie sie im benachbarten Tagbau Spitz/Donau auftreten (ehemaliger Tagbau Fehringer, ca. 1,5 km SSE der Ortschaft Spitz/Donau, ETRS89-Koordinaten: geographische Länge 15°24'10'', Breite 48°21'00''). Diese ESE-vergenten Schleppfalten mit flach nach SSW einfallenden Faltenachsen (ca. 195/05) treten in jenen Anteilen auf, in denen eine Wechsellagerung von Amphiboliten und Marmoren vorherrscht. Die Amplituden dieser Faltung beträgt nur wenige Metern und verfaltet lokal die mylonitische Foliation (Foliation ∅ 120/40, mylonitische Lineation 140/40) mit Top-nach-SE Schersinn (GRASEMANN, 2016).

Bezüglich des beschriebenen Gefüges im Tagau Elsenreith, welches durch die ESE-gerichtete Scherverformung gebildet wurde (Ausbildung der mylonischen Foliation und Boudinage von mafischen Gängen), ergibt sich aus dem Geländebefund, dass die Deformation unter

grünschieferfaziellen Bedingungen erfolgte (synkinematisches Hellglimmer- und Chloritwachstum) und sich vermutlich unter spröden Bedingungen (Ausbildung von Top-nach-SE gerichteten flachen Störungsflächen) fortsetzte. Eine Korrelation dieses Gefüges mit bestehenden Modellen ist jedoch mangels weiterer Analysen schwierig bzw. fehlt eine regionale Bearbeitung, welche ausschließt, dass es sich nicht nur um lokale Phänomene und Gefügeelemente handelt. Nachstehend wird ein kurzer Überblick über diese Modelle gegeben:

Nach PETRAKAKIS (1988, 1997) erreichten die Gesteine der Bunten Serie beim Metamorphosehöhepunkt hochmetamorphe (granulitfazielle) Bedingungen von 700-800°C bei ca. 800-900 MPa. Das Alter des Metamorphosehöhepunktes wird um 345-340 Ma angenommen (z.B. NEUBAUER et al. 2003). Dem Metamorphosehöhepunkt folgte eine isothermale Dekompression bzw. kann nach PETRAKAKIS (1988) ein weiteres jüngeres Metamophoseereignis mit Bedingungen von 530-620°C bei 200-450 MPa festgestellt werden.

FRITZ & NEUBAUER (1993) differenzieren in der Bunten Serie zwischen Hoch- und Nieder-Temperatur-Strukturen. Zur ersten Gruppe zählt eine sich im Zuge der Deckenstapelung (D1) ausbildende, nach ESE einfallende mylonitische Foliation, mit einer nach NNE einfallenden Streckungslineation und Top-nach-NE Kinematik. Dieser folgt (mit D2) eine Top-nach-E gerichtete Streckung und enge Verfaltung der mylonitischen Foliation mit flach liegenden, NNE-SSW streichenden Faltenachsen. Dieses penetrative Gefüge wird lokal durch Nieder-Temperatur-Strukturen (post-D2), welche auf distinkte Scherzonen mit Top-nach-SE Schersinn beschränkt sind, überprägt.

Bei den lamprophyrischen Ganggesteinen unterscheiden NEUBAUER et al. (2003) zwischen einer **ersten deformierten Generation** (ESE-WNW-streichende Gänge mit einer metamorphen Überprägung unter grünschieferfaziellen Bedingungen und Ausbildung einer Foliation) und einer **zweiten nicht metamorphen bzw. undeformierten Generation** (mit kersantitischer bis spessartitischer Zusammensetzung, NNE-SSW-streichend). Die Platznahme der ersten Generation von Ganggesteinen wurde synkinematisch mit D2 bzw. den sich hierbei ausbildenden ESE-vergenten Falten angenommen, welche auch teileweise bei diesen Ganggesteinen festgestellt wurde. Als Intrusionsalter wird ein Zeitraum vor 325 bis 320 Ma angesetzt (da $^{40}Ar/^{39}Ar$-Biotit-Plateau-Alter einen Wert von ca. 323 $\pm$ 3 Ma aufwiesen). Angenommen wird, dass die Intrusion der zweiten Generation in einem extensionelle Regime mit ENE-WNW Streckung erfolgte und im Zusammenhang mit gürnschieferrfaziellen, ESE gerichteten Abschiebungen steht ($^{40}Ar/^{39}Ar$-Biotit-Plateau-Alter ergab Werte von ca. 306 $\pm$ 3 bis 316 $\pm$ 3 Ma v. Chr.).

ZEITLHOFER et al. (2013, 2016) stellte bei Untersuchungen aus dem Moldanubischen Deckensystem im Bereich des Strudengaus fest (in diesem Bereich überlagert die Göhler Einheit direkt die Monotone Serie, ohne Vorhandensein der Drosendorfer Einheit), dass die dort auftretenden lamprophyrischen und felsischen Ganggesteine das penetraive Gefüge diskodant durchschlugen und gleichzeitig mit dem Weinsberger Granit (330-310 Ma) intrudierten (undeformierte lamprophyrische Ganggesteine liefern Rb-Sr-Biotit-Alter von 334 bis 318 Ma).
In einem Zeitraum von 323-318 Ma kam es im Zuge einer Extensionsphase (D3, NW-SE gerichtete Extension, parallel zum Orogen) zur Ausbildung von flachen Scherzonen (mit Top-nach-NW Schersinn) unter grünschieferfazeillen Bedigungen (Niedertemperaturbedingungen $\leq$ 350° C). Das

Alter dieser Deformationsphase um etwa 320 Ma wird aufgrund der Datierung eines lokal durch D3 deformierten Granitporphyrs angenommen (Rb-Sr-Biotit-Alter von ca. 318 Ma).
ZEITLHOFER et al. (2013) nehmen auch an, dass sich diese Phase der NW-SE gerichteten Extension weiter fortsetzte und nachfolgend zur Ausbildung von sprödtektonischen Elementen führte (Abschiebungen nach NW und SE, NE-SW streichende Extensionsbrüche).

Ein komplexes Bild zeichnen auch SCHULMANN et al. (2014) bzw. RACEK et al. (2017), mit ihren Untersuchungen im Raum Drosendorf und St. Leonhard. Bei diesen Modellen geht man bei der Böhmischen Masse von einer ostgerichteten Subduktionszone aus, welche ab dem Devon (380 Ma) zur Bildung eines Anden-Typ-Orogens führte. Daraus entwickelte sich sukzessive im Frühkarbon eine Kontinent-Kontinent-Kollision, bei dem Teile des Saxo-Thuringikums unter das Teplá-Barrandium bzw. das Moldanubikum unterschoben werden bzw. bei dem abschließend das Moravo-Silesikum bzw. Brunia überschoben werden.

Bei diesen Modellen wird die Gföhler Einheit des Moldanubikums (Granulite, Gföhler Gneis, Peridotite, Eklogite) als Teil der unterschobenen Unterplatte gesehen, welche im Zuge der Subduktion eine Hoch- bis Ultrahochdruckmetamorphose erhielt (Metamorphosehöhepunkt um ca. 354-340 Ma, 14-18 kbar, 800-900°C) und um 346 - 340 Ma exhumierte und so in Verbund mit der Bunten Serie als Teil der Oberplatte kam. Bei dieser Exhumation bildete sich in den Gföhler Einheit eine subvertikal stehende mylonitische Foliation (S2) unter retrograden amphibolitfaziellen Bedingungen aus (6-10 kbar, 700-800°C). Die Bildung der S2 erfolgte in der Bunten Serie unter prograden amphibolitfaziellen Metamorphosebedingungen (4-8kbar, 650-750°C). Während dieser Deformationsphase D2 wurde die erste feststellbare Foliation S1 (Wechsellagerung von klastischen Sedimenten, Karbonaten und Vulkaniten) durch Isoklinalfaltung überprägt.

Die Deformationsphase D3 wird im Zusammenhang der Überschiebung des moldanubischen Deckenstapels über Brunia gesehen. Hierbei wird die S2 durch NE-SW-streichende W-vergenten F3-Falten überprägt und eine subhorizontal liegende Foliation (S3) um ca. 340 Ma unter amphibolitfaziellen Metamorphosebedingungen (4-8 kbar, 650-750°C) ausgebildet. S3 stellt in der Bunten Serie die penetrative Folialtion dar. Mineral- und Streckungslineationen liegen meist subparallel zu den F3-Falten (Isoklinal- und Recumbentfalten) und fallen je nach Orientierung der S3 nach NW bis NE ein.

Die Strukturen der Deformationsphase D4 sind subhozirontal liegende Scherzonen mit Top nach NE Schersinn (NNE-SSW orientierte Lineationen), welche unter grünschieferfazielle Bedingungen gebildet wurden. Das Alter dieser Phase wird um ca. 330 Ma angesetzt. Hinsichtlich des Auftretens stellten RACEK et al. (2017) fest, dass die Intensität dieser Strukturen Richtung Osten hin zur Überschiebung des Moldanubikums über das Moravo-Silesikum bzw. Brunia ansteigt.

Aufgrund dieser (auch voneinander abweichenden) Modelle ist es schwierig, das im Tagbau auftretende Gefüge eindeutig einzuordnen.

Geotechnisch betrachtet stellt die Foliation (S_{n+1}) im Fall des metamorpen Lagenbaus aus blaugrau bis weiß gebänderte Kalkmarmoren aufgrund der mikrostrukturellen Verzahnung der Mineralphasen keine mechanisch wirksame Trennfläche dar. Auch sind die gebänderten Marmore nur bedingt entlang des metamorphen Lagenbaues spaltbar (insbesondere bei Fehlen von Hellglimmer). Zu

betonen ist, dass gebänderten Silikatmarmore den überwiegenden Anteil des Marmorkörpers im Tagbau ausmachen und intensiv gefalteten Bereiche nur lokal bzw. untergeordnet auftreten.

Die **Foliation** stellt nur dann **Entkopplungshorizonte** dar wenn:

- graphitreiche Lagen (siehe Abbildung A2.2 und A2.9) oder biotitreichen Amphibolitlagen im Marmorkörper auftreten,
- die Foliation sprödtektonisch reaktiviert wurde (Abbildung A2.7) oder
- eine Verkarstung entlang des Lagenbaues eintrat (siehe Abbildung A2.9 rechtes Bild).

Graphitschieferlagen, schwarze Marmore und biotitreiche Amphibolitlagen weisen im Regelfall eine hohe Persistenz auf und sind über große Distanzen (über mehrere hundert Meter) verfolgbar und bestimmen die Stabilität der nach SE einfallenden Tagbauböschungen. Im Gegensatz zu den Kalkmarmoren, welche in den obersten 5 bis 10 m zur natürlichen Geländeoberfläche hin Verkarstungserscheinungen aufweisen (rechtes Bild der Abbildung A2.9), zeigen biotitreiche Amphibolitlagen eine wesentlich tiefergreifende und stärkere Verwitterung, welche zum völligen Verlust der Gesteinsfestigkeit führt. Hinzuweisen ist, dass gerade diese biotitreichen Amphibolitlagen im Tagbau in Spitz/Donau die basale Gleitfläche für die zwei große Felssturzereignisse in den Jahren 1984 (mit einem Volumen von ca. 10.000 m³) und 2002 (einem Volumen von etwa 60.000 – 85.000 m³) bildeten (siehe POISEL et al., 2016).

Deformierte, lamprophyrische Gänge stellen aufgrund ihrer unregelmäßigen Form und vor allem der im Anschluss auftretenden intensiv verfaltenen Kalkmarmore keine Entkopplungshorizonte dar. Die postkinematisch, diskodant zur mylonitischen Foliation intrudierten Gänge haben aufgrund ihrer Orientierung sogar eine stabilisierende Wirkung.

Abbildung A2.9: Linkes Bild mit einer Graphitschieferlage, welche die Pultfläche für eine Gleitung im Bereich des nach SE einfallenden Böschungssystems bildet. Das rechte Bild zeigt einen Ausschnitt aus dem verkarsteten, oberflächennahen Anteil des Kalkmarmors. Neben den verfüllten Karstklüften sind auch Füllungen parallel zum Lagenbau des Marmors erkennbar.

Bei den Paragneisen, Quarzitgneisen und den Kalksilikatschiefern, in welche der Marmorkörper des Tagbaues eingeschalten sind, stellen vor allem die glimmerreichen Lagen mechanisch wirksame Trennflächen dar, sodass diese Gesteine Trennflächenabstände im Zentimeter- bis Dezimeterbereich aufweisen. Im Vergleich zum Kalkmarmorkörper zeigen diese Nebengesteine (vor allem die Kalksilikatschiefer) auch eine wesentlich intensivere und tiefergreifende Verwitterung (bis zu 30 m unter der Geländeoberfläche). Die Verwitterung führt in den Paragneisen und Quarzitgneisen

teilweise zur vollständigen Umwandlung der Felsspäte in Tonminerale und auch zum völligen Verlust der Gesteinsfestigkeit.

Neben den bereits erwähnten mittelsteil nach ESE einfallenden Störungsflächen und strödtektonisch reaktivierten Foliationsflächen (Abbildung A2.7) lassen sich die **penetrative Bruch- und Störungsflächen** im Wesentlichen in folgende weitere Systeme einteilen:

Bei den mittelsteil bis steil nach **W bis NW einfallenden Bruchflächen** handelt es sich um ein komplexes System. Einerseits schneiden sich diese Bruchflächen (ohne hierbei die jeweils andere Bruchflächenschar zu versetzten), andererseits bilden diese Bruchflächenscharen in manchen Fällen gekrümmte Flächen (eine Art von fault mullions, siehe Abbildung A2.11). Diese Form würde aufgrund der Krümmung nur eine Bewegung in NW-SE-Richtung erlauben. Aufgrund der Orientierung dieser nach W bis NW einfallenden Bruchflächen stellt sich die Frage, ob diese nicht ebenfalls im Zusammenhang mit der SE-gereichten Bewegung stehen. Im Regelfall zeigen diese Bruchflächen eine hohe Persistenz über mehrere Zehnermeter mit Trennflächenabständen von 1 bis 3 m. In einer Reihe von Fällen kann ein Versatz durch das steil nach SW einfallenden Störungsflächensystem festgestellt werden.

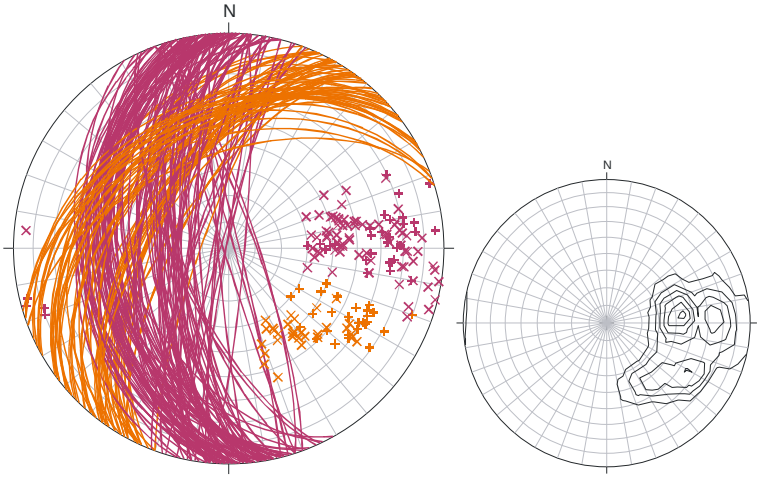


Abbildung A2.10: Lagenkugeldarstellung der nach W einfallenden Bruchflächen mit +× in Magenta (n=34 bzw. 74) sowie der nach ca. NW einfallenden Bruchflächen mit +× in Orange (n=28 bzw. 30).

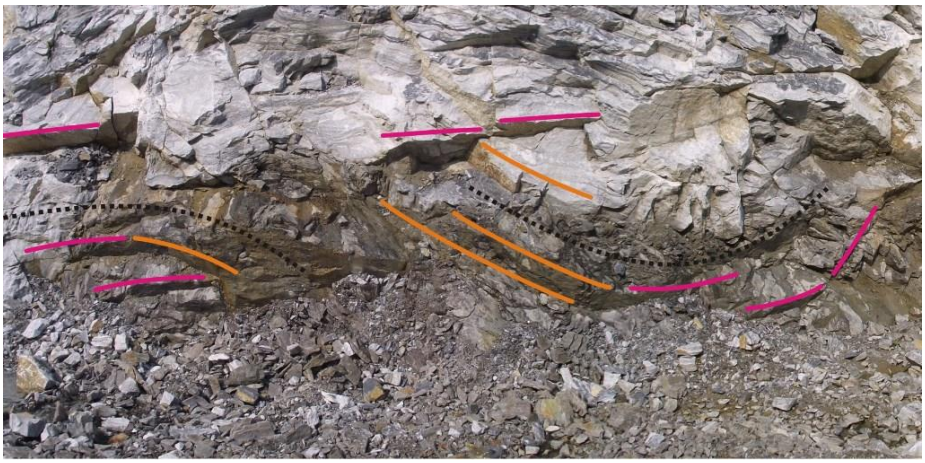


Abbildung A2.11: Blick in eine nach SE einfallende Tagbauböschung (Blickrichtung WNW) mit nach W (magenta) bis NW (orange) einfallenden Bruchflächen.

Im gesamten Tagbau ist ein penetratives System von **steil nach SW einfallenden Störungsflächen** (∅ 223/63) feststellbar (Abbildung A2.12). Dieses Flächen haben Abständen von wenigen Dezimetern bis 1 m, eine hohe Persistenz (sodass diese jedenfalls über mehre Zehnermeter verfolgbar sind) und eben-glatte Formen. Striemungen bzw. Faserkristalle dokumentieren sinistrale Bewegung (Top-nach-SE).

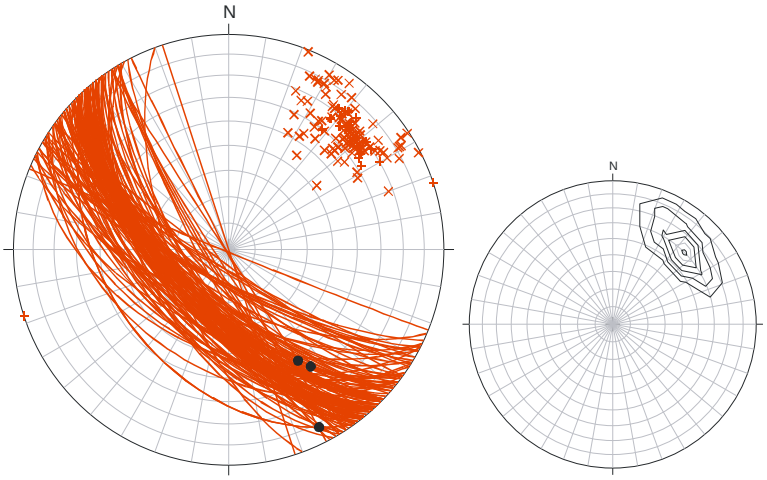


Abbildung A2.12: Störungsflächen steil nach SW einfallend, + Flächenpole mittels Gefügekompass gemessenen (n = 23), × Pole von mit fotogrammetrischem System ShapeMetrix3D gemessenen Flächen (n = 111), ∅ 223/63, • – Faserkristalle (sinistral, Top-nach-SE) und Striemung

Neben diesen sprödtektonischen Systemen treten im Tagbau zwei weitere Bruchflächensystemen (Flächen ohne feststellbaren Versatz) auf. Dies sind ein **steil nach NW einfallendes Set von Bruchflächen** (∅ 330/72, Abbildung A2.13) und ein **steil nach NNE einfallendes Bruchflächensystem** (∅ 023/72, Abbildung A2.14). Auffällig ist, dass diese Systeme Bruchflächenkorridore bilden, in welchen jeweils (hinsichtlich des Auftretens) eines dieser Systems gegenüber dem anderen dominiert. Feststellbar war weiters, dass diese Systeme oft ineinander (durch Einschwenken des einen in die Orientierung des anderen) übergehen (siehe Abbildung A2.15). Beide Systeme haben Abständen von wenigen Dezimetern bis 1 m, eine hohe Persistenz (über mehre Zehnermeter verfolgbar) und leicht wellige Formen.

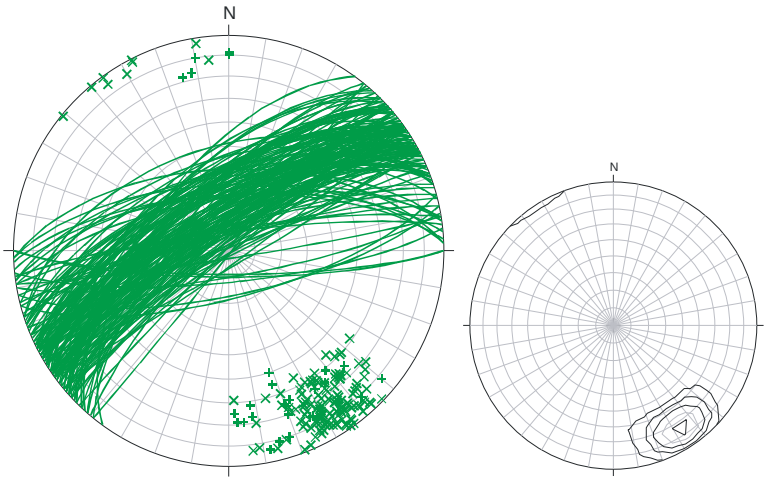


Abbildung A2.13: Lagenkugeldarstellung des steil nach NW einfallenden Bruchflächensystems (∅ 330/72, + mit n = 32 bzw. ×mit n = 142).

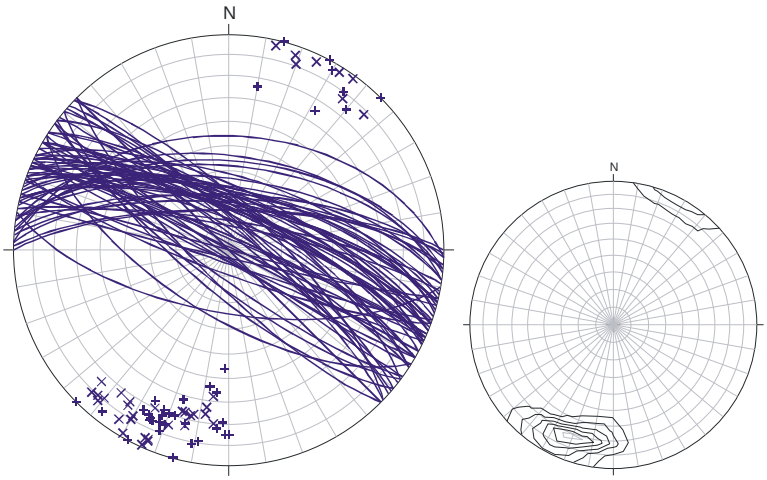


Abbildung A2.14: Lagenkugeldarstellung des steil nach NNE einfallenden Bruchflächensystems (∅ 023/72, + mit n = 35 bzw. ×mit n = 35).

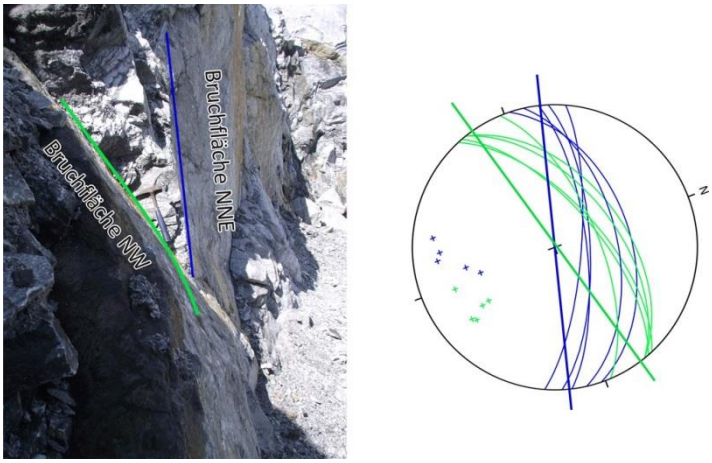


Abbildung A2.15: Bruchflächen steil nach NW und NNE einfallend mit Einschwenken der NW einfallenden Bruchfläche in die Orientierung des nach NNE einfallenden Systems sowie die Lagenkugeldarstellung der in dieser Situation gemessenen Orientierungen.

Abbildung A2.16 verdeutlicht die Raumstellungen der einzelnen Gefügeelemente zueinander.

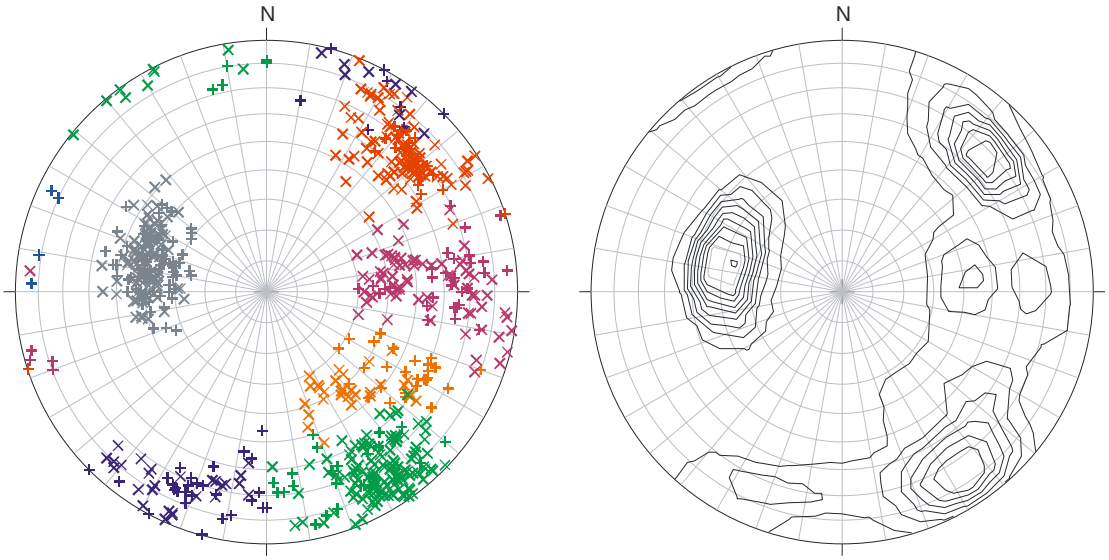


Abbildung A2.16: Lagenkugeldarstellung der Pole aller Gefügeelemente (n = 727), +- Pole der mittels Gefügekompass gemessenen Flächen (n = 229), × - Pole von mit fotogrammetrischem System ShapeMetrix3D gemessenen Flächen (n = 498).

Anhang 3 – Verteilungsunabhängiges Verfahren

Die in den Kapiteln 5 und 6 verwendete verteilungsunabhängige Verfahren zur Bestimmung einseitiger nach oben begrenzter bzw. beidseitiger Konfidenzintervalle für Perzentilen der Ordnung P bei einer gegebenen Irrtumswahrscheinlichkeit (α) soll nun im Folgenden ausführlich beschrieben werden. Wie bereist voranstehend angeführt, ist die einzige Voraussetzung für die Anwendbarkeit dieses Verfahrens das Vorliegen einer stetigen Wahrscheinlichkeitsverteilung. Beim Verfahren ist hierbei wie folgt vorzugehen: Die Ergebnisse einer Stichprobe (z.B. die Ergebnisse eines Fallversuches) werden der Größe nach aufsteigend sortiert und mit einer fortlaufenden Rangzahl (i) versehen (1 bis n). Die obere Grenze dieses Konfidenzintervalls eines Perzentiles ist jener Wert, dessen Rangzahl (m) aus folgender Ungleichungskette bestimmt wird (siehe RINNE, 2008):

$$\sum_{i=m}^{n} \binom{n}{i} \cdot P^i \cdot (1-P)^{n-i} \leq \alpha < \sum_{i=m-1}^{n} \binom{n}{i} \cdot P^i \cdot (1-P)^{n-i}$$

n = Stichprobenumfang bzw. Anzahl der Abwürfe
P = Perzentil
i = Summenindex bzw. Rangzahl
m = Rangzahl bei der die Ungleichungskette erfüllt wird
α = Irrtumswahrscheinlichkeit

Diese Bestimmung kann einfach mit Tabellenkalkulationsprogrammen, wie Microsoft Excel, Apache OpenOffice Calc oder LibreOffice Calc, erfolgen. Um dies mit den darin vorhanden Funktionen lösen zu können, werden die Terme der voranstehende Ungleichungskette wie folgt umgeformt.

Da:

$$\sum_{i=0}^{m-1} \binom{n}{i} \cdot P^i \cdot (1-P)^{n-i} + \sum_{i=m}^{n} \binom{n}{i} \cdot P^i \cdot (1-P)^{n-i} = 1$$

ergibt sich für die Summe von m bis n:

$$\sum_{i=m}^{n} \binom{n}{i} \cdot P^i \cdot (1-P)^{n-i} = 1 - \sum_{i=0}^{m-1} \binom{n}{i} \cdot P^i \cdot (1-P)^{n-i}$$

bzw. da:

$$\sum_{i=0}^{m-2} \binom{n}{i} \cdot P^i \cdot (1-P)^{n-i} + \sum_{i=m-1}^{n} \binom{n}{i} \cdot P^i \cdot (1-P)^{n-i} = 1$$

ergibt sich für die Summe von m-1 bis n:

$$\sum_{i=m-1}^{n} \binom{n}{i} \cdot P^i \cdot (1-P)^{n-i} = 1 - \sum_{i=0}^{m-2} \binom{n}{i} \cdot P^i \cdot (1-P)^{n-i}$$

Setzt man dies nun in die umzuformende Ungleichungskette ein, so ergibt sich:

$$1-\sum_{i=0}^{m-1}\binom{n}{i}\cdot P^i\cdot(1-P)^{n-i}\ \leq \alpha < 1-\sum_{i=0}^{m-2}\binom{n}{i}\cdot P^i\cdot(1-P)^{n-i}$$

Diese Ungleichungskette kann weiter vereinfacht werden, wenn man für m den kleinsten Wert wählt, welcher nachstehende Ungleichung erfüllt.

$$1-\sum_{i=0}^{m-1}\binom{n}{i}\cdot P^i\cdot(1-P)^{n-i}\ \leq \alpha$$

Die Berechnung dieser vereinfachten Ungleichung kann nun mit der Funktion BINOM.VERT (welche die Wahrscheinlichkeiten einer binomialverteilten Zufallsvariable zurückgibt) erfolgen. Diese hat folgende Syntax: =1-BINOM.VERT(Zahl_Erfolge;Versuche;Erfolgswahrsch;Kumuliert), wobei nun für Zahl_Erfolge = i, Versuche = n, Erfolgswahrsch = P, Kumuliert = WAHR gewählt wird.

Die konkrete Vorgehensweise wird anhand nachstehenden Beispiels demonstriert (Abbildung A3.1): Hierbei sollen die Obergrenzen zweier einseitiger Konfidenzintervalle für die 0,8-Perzentile (P=0,8) für Ausrolldistanzen (ARD/h) ermittelt werden, wobei dies für Irrtumswahrscheinlichkeiten von α = 0,05 und für α = 0,01 erfolgen soll. Die Anzahl der Abwürfe (Stichprobenumfang) beträgt n = 651. Im ersten Schritt werden die Werte für die Ausrolldistanzen (Spalte A) der Größe nach aufsteigend sortiert und mit einer Rangzahl i (Spalte B) versehen. In den Zellen der Spalte C wird nun die Wahrscheinlichkeit für die jeweilige Rangzahl ermittelt. Danach wird geprüft, bei welchen Rangzahlen die Ungleichung für α = 0,05 bzw. α = 0,01 erstmalig erfüllt werden. Um m zu erhalten, muss diese Rangzahl (m-1) um eins erhöht werden. Der dieser Rangzahl (m) zugehörige Wert stellt die gesuchte Obergrenze für das Konfidenzintervall dar. Im Fall einer Irrtumswahrscheinlichkeit von α = 0,05 ist dies die Rangzahl m = 538 mit dem zugehörigen Wert für die Ausrolldistanz von ARD/h= 0,669.

	A	B	C
1	**ARD/h**	**Rangzahl i**	
2	0.0010	1	1.0000
3	0.0010	2	1.0000
4	0.0010	3	1.0000

gesucht wird die Obergrenze für ein 0,8-Perzentil

Formel: =1-BINOM.VERT(B2;651;0.8;WAHR)

i n

537	0.6588	536	0.0602
538	0.6667	537	0.0491
539	0.6690	538	0.0396
540	0.6690	539	0.0316
541	0.6693	540	0.0250
542	0.6706	541	0.0196
543	0.6765	542	0.0152
544	0.6790	543	0.0117
545	0.6790	544	0.0089
546	0.6790	545	0.0067
547	0.6790	546	0.0050

Bei der Rangzahl 537 (= m-1) wird die nachstehende Bedingung für eine Irrtumswahrscheinlichkeit von α = 0,05 erstmalig erfüllt:

$$1-\sum_{i=0}^{m-1}\binom{n}{i}\cdot P^i\cdot(1-P)^{n-i}\leq\alpha$$

Um den Wert für die Obergrenze des einseitigen Konfidenz-intervalls zu erhalten, ist der Wert, welcher der nachfolgenden Rangzahl (m = 538) zugeordnet wird, zu wählen (0,6690).

Analoges gilt für die Rangzahlen 544 (= m-1) und 545 (= m) für die Irrtumswahrscheinlichkeit von α = 0,01.

Abbildung A3.1: Darstellung der Vorgangsweise bei der Berechnung von Obergrenzen von Konfidenzintervallen für Perzentile (mit der Irrtumswahrscheinlichkeit α) unter Anwendung eines Tabellenkalkulationsprogrammes.

Möchte man die untere Grenze eines Konfidenzintervalls für ein Perzentil bestimmen, so ist die Vorgangsweise ähnlich der wie bei der Bestimmung des einseitig nach oben begrenzten Konfidenzintervalls. Die Ergebnisse einer Stichprobe werden wiederum der Größe nach aufsteigend sortiert und mit einer fortlaufenden Rangzahl (i) versehen (1 bis n). Die untere Grenze dieses Konfidenzintervalls einer Perzentile ist jener Wert, dessen Rangzahl (k) aus folgender Ungleichungskette bestimmt wird:

$$\sum_{i=0}^{k-1} \binom{n}{i} \cdot P^i \cdot (1-P)^{n-i} \leq \alpha < \sum_{i=0}^{k} \binom{n}{i} \cdot P^i \cdot (1-P)^{n-i}$$

Die Grenzen des einseitigen nach oben und des nach unten begrenzten Konfidenzintervalls sind gleichzeitig auch die Grenzen eines beidseitigen begrenzen Konfidenzintervalle für ein Perzentil mit der Maßgabe, dass α durch $\alpha/2$ zu ersetzen ist, um eine Irrtumswahrscheinlichkeit von α zu erhalten. Diese jeweiligen Ungleichungsketten können weiter vereinfacht werden, wenn man für m und k die kleinsten Werte wählt, welche nachstehenden Ungleichungen erfüllen.

Obergrenze:

$$1 - \sum_{i=0}^{m-1} \binom{n}{i} \cdot P^i \cdot (1-P)^{n-i} \leq \alpha/2$$

Untergrenze:

$$\sum_{i=0}^{k-1} \binom{n}{i} \cdot P^i \cdot (1-P)^{n-i} \leq \alpha/2$$

	A	B	C	D
1	**ARD/h**	**Rangzahl i**	**OG**	**UG**
2	0.0010	1	1.0000	0.0000
3	0.0010	2	1.0000	0.0000
4	0.0010	3	1.0000	0.0000
501	0.5882	499	0.9801	0.0199
502	0.5882	500	0.9751	0.0249
503	0.5882	501	0.9691	0.0309
504	0.5909	502	0.9619	0.0381
541	0.6690	539	0.0316	0.9684
542	0.6693	540	0.0250	0.9750
543	0.6706	541	0.0196	0.9804
544	0.6765	542	0.0152	0.9848

Formel: =1-BINOM.VERT(B2;651;0.8;WAHR)

Formel: =BINOM.VERT(B2;651;0.8;WAHR)

Bei der Rangzahl 500 (= k-1) wird die nachstehende Bedingung für eine Irrtumswahrscheinlichkeit von $\alpha/2$ = 0,025 erstmalig erfüllt:

$$\sum_{i=0}^{k-1} \binom{n}{i} \cdot P^i \cdot (1-P)^{n-i} \leq \alpha/2$$

Der der Rangzahl k = 501 zugeordnete Wert (0,5882) ist die Untergrenze des Konfidenzintervalls (0,8-Perzentil).

Analoges gilt für die Bestimmung der Obergrenze:
Bei der Rangzahlen 540 (= m-1) wird nachstehende Bedingung erstmals erfüllt:

$$1 - \sum_{i=0}^{m-1} \binom{n}{i} \cdot P^i \cdot (1-P)^{n-i} \leq \alpha/2$$

Der der Rangzahl m = 541 zugeordnete Wert (0,6706) ist die Obergrenze des Konfidenzintervalls.

Abbildung A3.2: Darstellung der Vorgangsweise bei der Berechnung der Grenzen von Konfidenzintervallen für Perzentile (mit der Irrtumswahrscheinlichkeit α) unter Anwendung eines Tabellenkalkulationsprogrammes.

Die konkrete Vorgehensweise zur Ermittlung eines beidseitig begrenzen Konfidenzintervalls wird wieder anhand eines angeführten Beispiels demonstriert (Abbildung A3.2). Bestimmt werden hierbei die Grenzen eines Konfidenzintervalle für ein 0,8-Perzentil für Ausrolldistanzen (ARD/h), wobei eine Irrtumswahrscheinlichkeiten von α = 0,05 eingehalten werden soll. Der Stichprobenumfang beträgt n = 651. Die Werte für die Ausrolldistanzen (Spalte A) werden wieder der Größe nach aufsteigend sortiert und mit einer Rangzahl i (Spalte B) versehen. Die Spalten C und D dienen der Ermittlung der Rangzahl m (Obergrenze) und k (Untergrenze). Danach wird in der Spalte D geprüft, bei welchen Rangzahlen der Wert in Spalte D erstmals kleiner oder gleich $\alpha/2$ = 0,025 ist. Um k zu erhalten, muss diese Rangzahl (k-1) um eins erhöht werden. Der dieser Rangzahl (k) zugehörige Wert stellt die gesuchte Untergrenze für das Konfidenzintervall dar. Analog hierzu erfolgt die Bestimmung der Rangzahl m in der Spalte C.

Anhang 4 – Ergebnisse ausgewählter Fallversuche

Im Folgenden werden zusätzliche Angaben bzw. die Datensätze zu den im Kapitel 6 behandelten Versuchsserien geben. Die Koordinaten der Tagbaue sind im europäischen terrestrischen Referenzsystem 1989 (ETRS89) angeführt.

Anhang 4.1. Versuchsserien Tagbau Klöch I, Klöch II-2 und Klöch II-2

Tagbau der	Klöcher Basaltwerke GmbH & Co KG (Asamer Kies- und Betonwerke GmbH) 8493 Klöch (Steiermark, Bezirk Sudoststeiermark)
Koordinaten:	geographische Länge 15°57‘50‘‘, geographische Breite 46°46‘04‘‘ Rechtswert (UTM) 573640 m, Hochwert 5179880 m, Zone 33
Versuchsdatum:	09/07/2010 und 08/09/2010
Lithologie:	Basalt (transdanubische Vulkanregion), Dichte ca. 2,9 t/m^3
Böschung:	Höhe ca. 14 m, durchschnittliche Böschungsneigung: ca. 69°, leicht konvexe Form, das Abschieben erfolgte mittels Hydraulikbagger in einem begrenzten Bereich, bei kleinen Massen erfolgte das Abschieben von Hand.

Abbildung A4.1: Versuchsanordnung Klöch I

Wurf Nr.	Achsenlängen [m]			Modell-masse [kg]	ATD [m]	ATD/h	ARD [m]	ARD/h
1	0.42	0.25	0.15	24	0.3	0.02	9.0	0.63
2	0.40	0.40	0.35	85	0.2	0.01	6.8	0.48
3	0.35	0.33	0.20	35	2.0	0.14	4.5	0.32
4	0.30	0.30	0.25	34	2.5	0.18	6.3	0.44
5	0.40	0.28	0.25	43	0.8	0.06	2.3	0.16
6	0.35	0.23	0.20	24	1.1	0.08	2.0	0.14
7	0.30	0.27	0.25	31	0.5	0.04	5.9	0.42
8	0.30	0.25	0.20	23	2.6	0.18	7.6	0.54
9	0.30	0.25	0.23	26	1.0	0.07	6.7	0.47
10	0.30	0.30	0.24	33	0.3	0.02	2.0	0.14
11	0.35	0.25	0.25	33	1.4	0.10	5.8	0.41
12	0.22	0.22	0.22	16	0.3	0.02	2.0	0.14
13	0.27	0.24	0.22	22	1.2	0.08	6.8	0.48

14	0.28	0.24	0.23	23	0.3	0.02	3.2	0.23
15	0.22	0.20	0.18	12	3.2	0.23	10.4	0.73
16	0.27	0.22	0.17	15	1.0	0.07	2.5	0.18
17	0.22	0.22	0.12	9	2.7	0.19	12.2	0.86
18	0.35	0.25	0.22	29	1.8	0.13	6.9	0.49
19	0.29	0.20	0.19	17	2.0	0.14	4.5	0.32
20	0.25	0.20	0.17	13	1.6	0.11	3.2	0.23
21	0.32	0.20	0.17	17	0.6	0.04	2.9	0.20
22	0.50	0.45	0.27	92	0.9	0.06	5.6	0.39
23	0.55	0.45	0.40	150	1.5	0.11	9.1	0.64
24	0.47	0.40	0.36	103	1.6	0.11	4.7	0.33
25	0.60	0.40	0.35	128	1.4	0.10	5.0	0.35
26	0.50	0.35	0.35	93	0.3	0.02	2.7	0.19
26	0.40	0.20	0.20	24	5.2	0.37	16.2	1.14
27	0.50	0.38	0.30	87	1.5	0.11	4.5	0.32
28	0.55	0.32	0.26	69	1.7	0.12	9.0	0.63
29	0.44	0.43	0.33	95	0.8	0.06	8.7	0.61
30	0.70	0.45	0.33	158	3.0	0.21	4.2	0.30
31	0.55	0.35	0.30	88	0.4	0.03	15.5	1.09
32	0.60	0.35	0.26	83	0.4	0.03	13.5	0.95
33	0.50	0.40	0.25	76	1.4	0.10	10.7	0.75
34	0.40	0.30	0.30	55	0.4	0.03	17.0	1.20
35	0.64	0.35	0.30	102	0.3	0.02	4.8	0.34
36	0.45	0.32	0.30	66	2.0	0.14	4.5	0.32
37	0.50	0.45	0.20	68	0.6	0.04	8.8	0.62
38	0.46	0.38	0.25	66	0.7	0.05	7.0	0.49
39	0.60	0.45	0.32	131	0.8	0.06	15.0	1.06
40	0.62	0.26	0.25	61	1.4	0.10	5.0	0.35
41	0.42	0.40	0.37	94	1.0	0.07		
42	0.40	0.30	0.25	46	0.8	0.06	10.2	0.72
43	0.62	0.55	0.30	155	2.5	0.18	5.5	0.39
44	0.65	0.44	0.35	152	1.6	0.11	10.2	0.72
45	0.62	0.60	0.50	282	1.0	0.07	20.5	1.44
46	0.80	0.60	0.35	255	2.7	0.19		
47	0.67	0.60	0.35	214	0.8	0.06	4.5	0.32
48	0.60	0.50	0.40	182	0.6	0.04	5.0	0.35
49	0.90	0.50	0.35	239	2.3	0.16	3.0	0.21
50	0.78	0.63	0.37	276	1.2	0.08	3.2	0.23
51	0.74	0.60	0.45	303	0.5	0.04	5.6	0.39
52	0.65	0.53	0.45	235	0.4	0.03	8.8	0.62
53	0.60	0.45	0.40	164	0.4	0.03		
54	0.75	0.65	0.50	370	0.4	0.03	11.3	0.80
55	0.65	0.60	0.55	326	0.3	0.02		
56	0.80	0.60	0.50	364	0.4	0.02		
57	0.70	0.40	0.35	149	0.4	0.03	7.5	0.53
58	0.65	0.55	0.45	244	0.5	0.04		
59	0.70	0.65	0.40	276	1.7	0.12	14.5	1.02
60	0.60	0.40	0.40	146	1.5	0.11	7.5	0.53
61	0.55	0.45	0.40	150	1.0	0.07	4.0	0.28
62	0.80	0.55	0.50	334	1.1	0.08	4.5	0.32
63	0.70	0.40	0.35	149	0.9	0.06		
64	1.00	0.60	0.60	547	1.0	0.07	5.5	0.39
65	0.85	0.55	0.50	355	0.4	0.03	6.6	0.46
66	0.85	0.45	0.45	261	0.4	0.03	3.5	0.25
67	0.95	0.60	0.50	433	1.8	0.13	12.5	0.88
68	0.80	0.70	0.60	510	0.9	0.06	6.3	0.44
69	0.75	0.55	0.50	313	1.0	0.07	1.0	0.07
70	0.65	0.50	0.50	247	0.8	0.06	3.0	0.21
71	1.05	0.60	0.55	526	1.2	0.08	4.5	0.32
72	0.85	0.70	0.60	542	2.0	0.14		
73	0.80	0.75	0.50	456	1.1	0.08	4.5	0.32
74	0.95	0.60	0.60	519	0.4	0.03		
75	0.80	0.60	0.55	401	0.5	0.04	4.5	0.32
76	0.95	0.60	0.50	433	0.7	0.05		
77	0.95	0.70	0.70	707	0.6	0.04	15.0	1.06
78	1.05	0.60	0.50	478	0.5	0.04	9.5	0.67
79	1.10	0.70	0.50	585	0.8	0.06	2.5	0.18
80	0.80	0.65	0.55	434	0.6	0.04	19.7	1.39
81	0.95	0.60	0.45	389	1.1	0.08	2.0	0.14
82	0.90	0.85	0.75	871	0.6	0.04		
83	0.85	0.75	0.40	387	0.4	0.03	17.8	1.25
84	1.10	0.75	0.70	877	0.5	0.04		
85	0.85	0.70	0.65	587	0.4	0.03	7.0	0.49
86	1.00	0.70	0.50	531	0.7	0.05	10.5	0.74
87	1.20	1.00	0.65	1184	0.4	0.03	2.5	0.18
88	1.00	0.90	0.55	752	0.4	0.03		
89	1.05	0.80	0.50	638	0.4	0.03		
90	1.50	0.80	0.65	1184	0.6	0.04	4.0	0.28
91	1.55	0.95	0.70	1565	0.8	0.06	1.5	0.11

92	1.30	0.65	0.65	834	0.5	0.04	3.0	0.21
93	1.25	1.15	0.95	2074	0.5	0.04	8.0	0.56
94	1.05	0.80	0.40	510	0.5	0.04	12.5	0.88
95	1.10	0.80	0.70	935	1.0	0.07	2.0	0.14
96	1.05	0.70	0.50	558	0.5	0.04	7.0	0.49
97	1.00	0.70	0.55	585	0.8	0.06	3.0	0.21

Tabelle A4.1: Datensatz zur Versuchsserie Klöch I

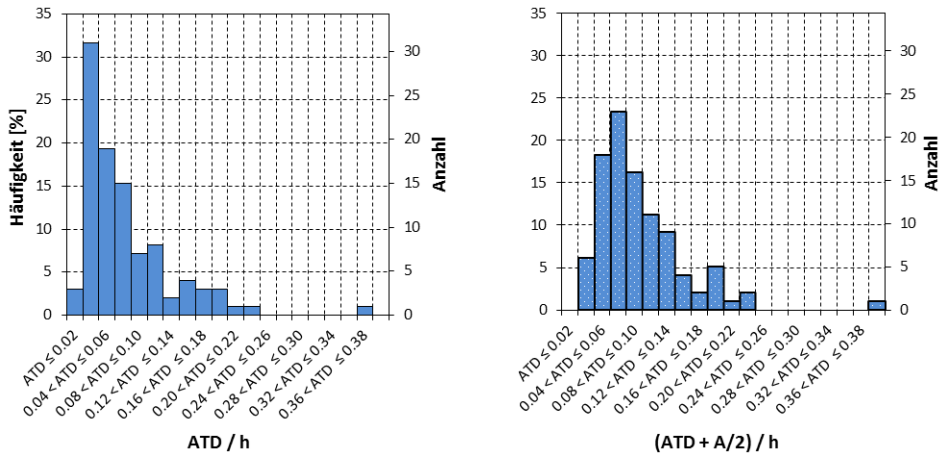


Abbildung A4.2: Versuchsserie Klöch I

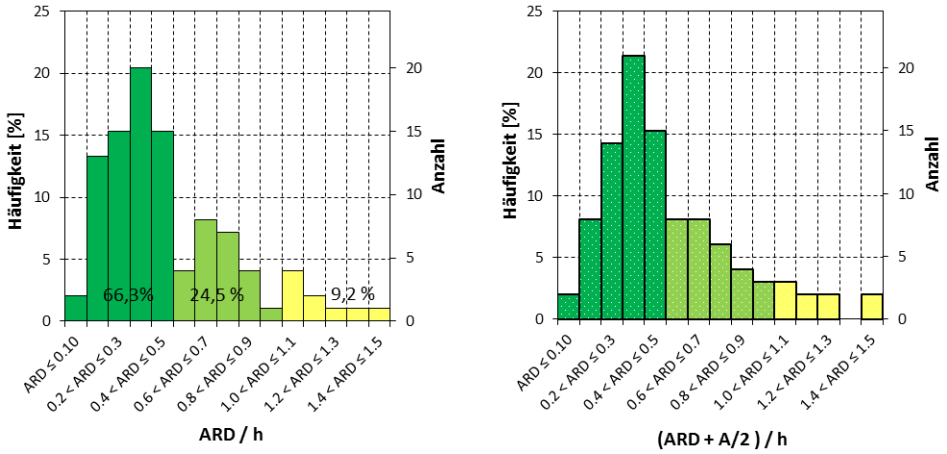


Abbildung A4.3: Versuchsserie Klöch I

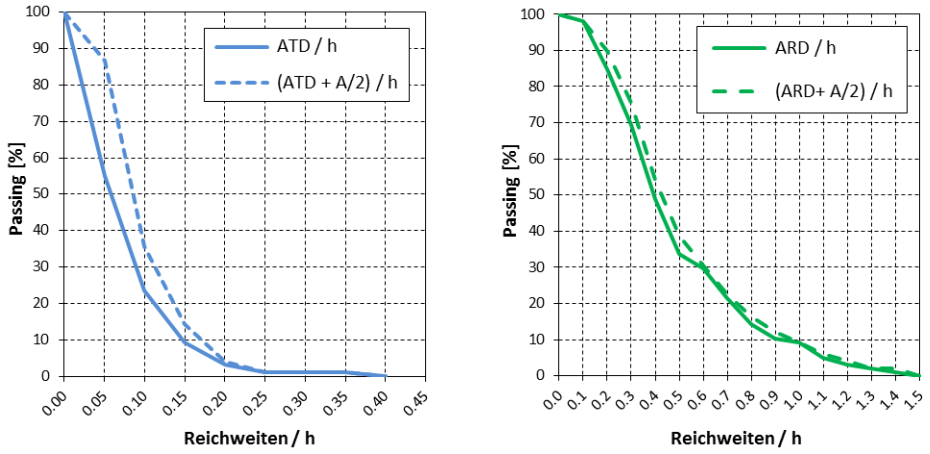


Abbildung A4.4: Versuchsserie Klöch I

Abbildung A4.5: Versuchsanordnung Klöch II-1 und II-2

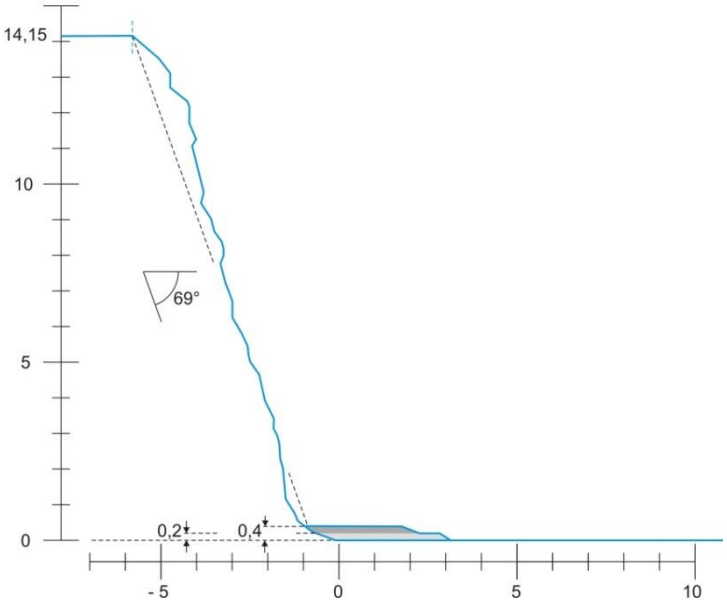


Abbildung A4.6: Schnitt der Versuchsanordnung Klöch II-1 und II-2

Wurf Nr.	Achsenlängen [m]			Modell-masse [kg]	ARD [m]	ARD/h
1	0.30	0.22	0.22	22	2.8	0.20
2	0.36	0.25	0.22	30	3.2	0.23
3	0.35	0.25	0.20	27	2.8	0.20
4	0.30	0.20	0.20	18	4.5	0.32
5	0.30	0.20	0.18	16	2.0	0.14
6	0.40	0.28	0.25	43	1.2	0.08
7	0.30	0.30	0.12	16	4.2	0.30
8	0.25	0.17	0.17	11	1.8	0.13
9	0.42	0.21	0.20	27	1.8	0.13
10	0.30	0.25	0.19	22	2.0	0.14
11	0.25	0.25	0.22	21	5.2	0.37
12	0.35	0.28	0.25	37	4.4	0.31
13	0.37	0.29	0.22	36	10.0	0.70
14	0.44	0.35	0.22	51	1.1	0.08
15	0.40	0.28	0.20	34	5.0	0.35
16	0.40	0.22	0.17	23	2.6	0.18
17	0.40	0.35	0.20	43	5.0	0.35

18	0.44	0.44	0.32	94	2.4	0.17
19	0.30	0.20	0.20	18	4.8	0.34
20	0.40	0.25	0.15	23	1.5	0.11
21	0.35	0.30	0.20	32	6.2	0.44
22	0.38	0.25	0.20	29	1.0	0.07
23	0.38	0.25	0.20	29	5.7	0.40
24	0.37	0.27	0.18	27	7.4	0.52
25	0.27	0.21	0.16	14	2.0	0.14
26	0.30	0.25	0.15	17	1.5	0.11
27	0.40	0.20	0.13	16	2.0	0.14
28	0.38	0.20	0.17	20	1.0	0.07
29	0.30	0.18	0.16	13	2.0	0.14
30	0.37	0.26	0.22	32	5.8	0.41
31	0.40	0.32	0.19	37	1.0	0.07
32	0.32	0.32	0.23	36	0.4	0.03
33	0.31	0.28	0.22	29	2.8	0.20
34	0.50	0.47	0.43	153	6.0	0.42
35	0.60	0.35	0.30	96	1.5	0.11
36	0.55	0.60	0.37	185	5.5	0.39
37	0.70	0.40	0.40	170	7.5	0.53
38	0.70	0.40	0.20	85	2.1	0.15
39	0.65	0.45	0.40	178	2.6	0.18
40	0.60	0.35	0.35	112	10.6	0.75
41	0.55	0.45	0.20	75	1.5	0.11
42	0.48	0.45	0.30	98	8.1	0.57
43	0.70	0.45	0.35	167	1.3	0.09

Tabelle A4.2: Datensatz zur Versuchsserie Klöch II-1

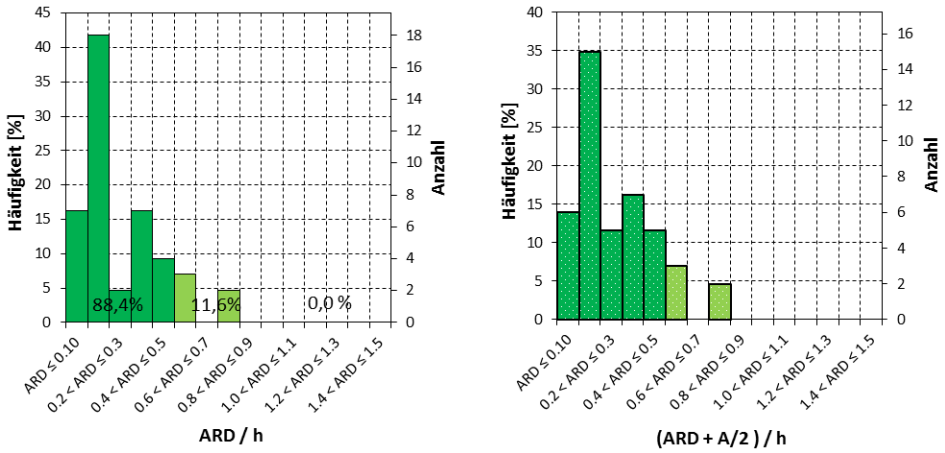


Abbildung A4.7: Versuchsserie Klöch II-1

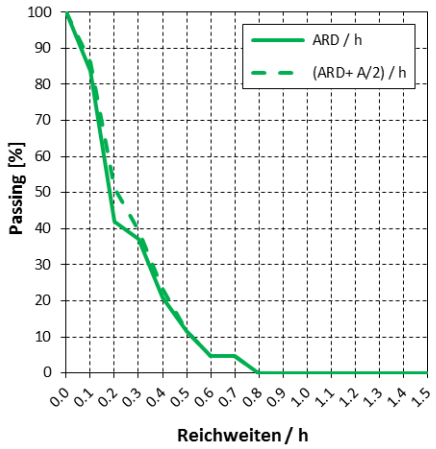


Abbildung A4.8: Versuchsserie Klöch II-1

Wurf Nr.	Achsenlängen [m]			Modell-masse [kg]	ARD [m]	ARD/h
1	0.35	0.30	0.20	32	1.8	0.13
2	0.27	0.21	0.16	14	6.0	0.42
3	0.37	0.27	0.18	27	0.5	0.04
4	0.30	0.25	0.15	17	1.0	0.07
5	0.38	0.20	0.17	20	1.0	0.07
6	0.35	0.28	0.25	37	2.3	0.16
7	0.31	0.28	0.22	29	0.5	0.04
8	0.40	0.35	0.20	43	0.5	0.04
9	0.40	0.20	0.13	16	0.8	0.06
10	0.40	0.28	0.20	34	1.8	0.13
11	0.25	0.17	0.17	11	7.7	0.54
12	0.44	0.44	0.32	94	4.8	0.34
13	0.40	0.32	0.19	37	2.0	0.14
14	0.37	0.29	0.22	36	8.5	0.60
15	0.25	0.25	0.22	21	5.6	0.39
16	0.40	0.25	0.15	23	1.8	0.13
17	0.30	0.25	0.19	22	2.1	0.15
18	0.38	0.25	0.20	29	6.2	0.44
19	0.37	0.26	0.22	32	5.0	0.35
20	0.35	0.25	0.20	27	0.7	0.05
21	0.30	0.18	0.16	13	2.0	0.14
22	0.60	0.55	0.37	185	5.0	0.35
23	0.48	0.45	0.30	98	8.1	0.57
24	0.65	0.45	0.40	178	3.0	0.21
25	0.70	0.40	0.20	85	0.5	0.04
26	0.50	0.47	0.43	153	6.5	0.46
27	0.60	0.35	0.35	112	6.2	0.44
28	0.70	0.40	0.40	170	3.0	0.21

Tabelle A4.3: Datensatz zur Versuchsserie Klöch II-2

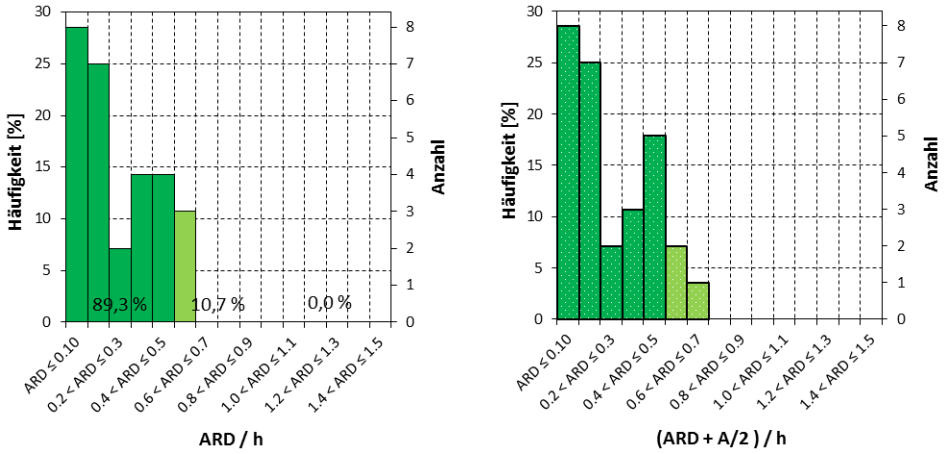


Abbildung A4.9: Versuchsserie Klöch II-2

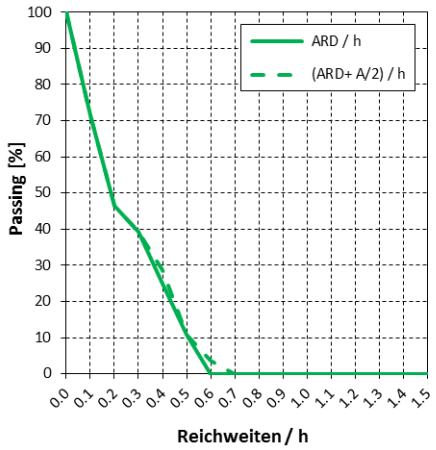


Abbildung A4.10: Versuchsserie Klöch II-2

Anhang 4.2. Versuchsserien Tagbau Hengl IV-1 und IV-2

Tagbau der	Hengl Mineral GmbH
	KG Limberg in 3721 Maissau (Niederösterrich, Bezirk Hollabrunn)
Koordinaten:	geographische Länge 15°50'33'', geographische Breite 48°36'03''
	Rechtswert (UTM) 562125 m, Hochwert 5383475 m, Zone 33
Versuchsdatum:	30/11/2016 und 03/03/2017
Lithologie:	Granit (Thaya-Batholith, Moravikum), Dichte ca. 2650 kg/m^3
Böschung:	Höhe ca. 15 bis 16 m, durchschnittliche Böschungsneigung 65°, ebene Böschungsform, das Abschieben erfolgte bei der Serie Hengl IV-1 mittels Tieflöffelbagger mit Zweizangengreifer und bei der Serie Hengl IV-2 mittels Radlader

Abbildung A4.11: Versuchsanordnung Hengl IV-1

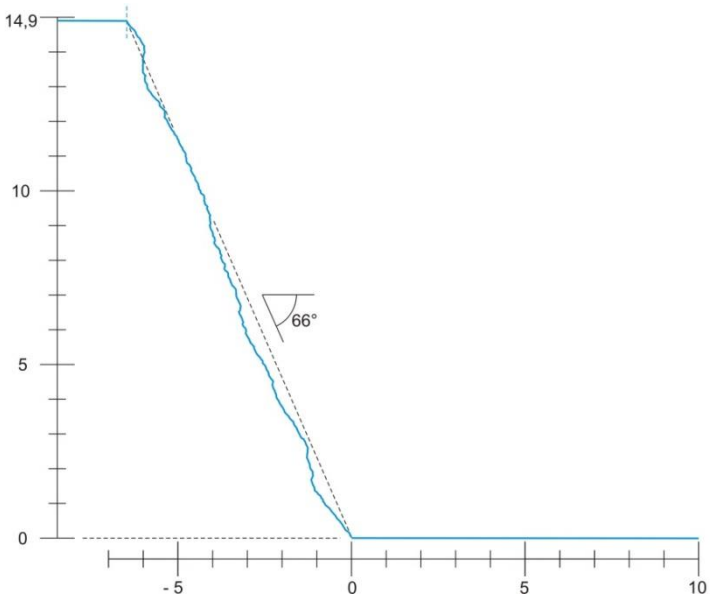


Abbildung A4.12: Schnitt der Versuchsanordnung Hengl IV-1

Wurf Nr.	Achsenlängen [m]			Modell-masse [kg]	Radlader-schaufel-waage [kg]	Kran-waage [kg]	ATD [m]	ATD/h	ARD [m]	ARD/h
1	1.25	0.80	0.65	902	700	724	1.0	0.07	8.5	0.57
2	0.85	0.55	0.50	324	300	288	1.0	0.07	2.6	0.17
3	1.05	0.80	0.60	699	700	676	0.7	0.05	10.8	0.72
4	0.60	0.60	0.50	250	400	398	0.7	0.05	13.4	0.90
5	0.85	0.80	0.75	708	650	608	1.5	0.10	21.0	1.41
6	0.11	0.11	0.10	2		3			3.0	0.20
7	0.85	0.80	0.75	708	650	608	0.5	0.03	18.7	1.26
8	0.85	0.55	0.50	324	300	288	0.4	0.03	11.8	0.79
9	1.40	1.20	1.10	2564		2438	1.0	0.07	4.8	0.32
10	1.60	1.30	1.00	2886	3300	3338	1.1	0.07	4.0	0.27
11	1.20	0.85	0.75	1061	950	914	0.4	0.03	9.4	0.63
12	0.85	0.80	0.75	708	650	608	1.3	0.09	5.2	0.35
13	1.25	0.95	0.75	1236	750	766	1.5	0.10	9.4	0.63
14	1.00	0.85	0.75	885	850	864	0.6	0.04	14.8	0.99
15	1.75	1.20	1.10	3205	2050	2102	0.8	0.05	9.0	0.60
16	1.35	1.30	1.30	3166	3650	3636	1.6	0.11	15.6	1.05
17	2.65	1.55	0.95	5414	4350	4336	1.8	0.12	3.9	0.26
18	1.30	1.00	0.90	1623	1650	1646	0.9	0.06		
19	1.60	1.40	1.05	3263	3200	3190	2.4	0.16	3.6	0.24
20	1.90	1.00	0.60	1582	1900	1920	0.8	0.05	2.6	0.17
21	1.40	0.80	0.65	1010	1250	1220	1.1	0.07		
22	1.15	0.90	0.80	1149	1150	1168	0.5	0.03	9.2	0.62
23	1.00	0.80	0.65	722	650	654	0.4	0.03	9.6	0.64
24	1.60	1.30	1.20	3463	3900	3866	0.9	0.06	9.6	0.64
25	1.35	1.20	1.20	2697	3900	3930	0.5	0.03	19.7	1.32
26	1.80	0.95	0.80	1898	1350	1344	1.0	0.07	1.0	0.07
27	2.00	1.50	0.85	3538	3000	2966	0.9	0.06	5.0	0.34
28	0.90	0.70	0.60	524	550	512	0.5	0.03		
29	1.65	1.05	0.85	2043	3500	3530	1.5	0.10	10.6	0.71
30	1.40	1.25	1.00	2428	3350	3520	0.5	0.03	8.3	0.56
31	1.30	0.85	0.75	1150		1268	1.3	0.09		
32	1.50	1.05	0.90	1967		1526	1.8	0.12	4.0	0.27
33	0.95	0.70	0.45	415	400	362	1.0	0.07		
34	1.50	1.30	1.00	2706	4500	4390	0.4	0.03	9.8	0.66
35	1.60	1.00	1.00	2220	4550	4360	0.7	0.05	3.2	0.21
36	1.25	1.20	0.60	1249	1800	1836	2.1	0.14	4.0	0.27
37	1.05	0.80	0.65	758		1082	0.0	0.00	7.1	0.48
38	0.80	0.60	0.40	266	350	374	0.8	0.05	1.3	0.09
39	1.45	0.95	0.70	1338		1174	1.7	0.11	3.4	0.23
40	1.20	1.15	0.60	1149	1000	1022	0.9	0.06	11.7	0.79
41	1.50	1.00	0.90	1873	1800	1768	0.2	0.01	12.0	0.81
42	1.80	1.60	1.05	4196	5050	4720	1.1	0.07	1.0	0.07
43	1.30	1.30	1.10	2579		3020	0.6	0.04	11.8	0.79
44	0.85	0.55	0.50	324	300	288	1.1	0.07	2.9	0.19
45	0.60	0.60	0.50	250	400	398	1.1	0.07	3.3	0.22
46	1.25	0.80	0.65	902	700	724	0.3	0.02		
47	1.05	0.80	0.60	699	700	676	2.2	0.15	2.3	0.15
48	1.40	0.75	0.65	947	700		1.4	0.09	4.2	0.28
49	1.05	0.90	0.80	1049	1050	212	0.8	0.05	4.5	0.30
50	0.60	0.50	0.40	167	200	224	0.4	0.03	6.2	0.42
51	1.10	0.90	0.50	687	750	772	1.7	0.11	7.4	0.50
52						640	2.0	0.13	5.2	0.35
53	0.18	0.15	0.13	5		7	1.5	0.10		
54	1.80	0.95	0.80	1898	1350	1344	0.5	0.03	4.8	0.32
55	1.25	1.20	0.60	1249	1800	1836	0.7	0.05	0.7	0.05
56	1.50	1.05	0.90	1967		1526	0.4	0.03	9.6	0.64
57	1.50	1.00	0.90	1873	1800	1768	1.3	0.09	3.1	0.21
58	1.30	1.30	1.10	2579		3020	1.2	0.08		
59	1.60	1.40	1.05	3263	3200	3190	1.5	0.10	7.3	0.49
60	2.00	1.50	0.85	3538	3000	2966	0.8	0.05		
61	1.90	1.00	0.60	1582	1900	1920	0.9	0.06	9.6	0.64
62	1.30	1.00	0.90	1623	1650	1646	1.3	0.09		
63	1.75	1.20	1.10	3205	2050	2102	1.7	0.11	4.1	0.28
64	0.85	0.80	0.75	708	650	608	0.7	0.05	11.2	0.75
65	1.45	0.95	0.70	1338		1174	1.4	0.09	2.8	0.19
66	1.40	1.20	1.10	2564		2438	0.6	0.04	2.1	0.14
67	1.60	1.30	1.00	2886	3300	3338	1.9	0.13		
68	1.40	0.80	0.65	1010	1250	1220	1.1	0.07	6.9	0.46
69	1.20	0.85	0.75	1061	950	914	0.5	0.03	5.9	0.40
70	1.30	0.85	0.75	1150		1268	2.2	0.15	1.7	0.11
71	1.35	1.30	1.30	3166	3650	3636	0.9	0.06	19.2	1.29
72	1.40	1.25	1.00	2428	3350	3520	0.8	0.05	10.3	0.69
73	0.90	0.70	0.60	524	550	512	1.2	0.08	3.7	0.25

Tabelle A4.4: Datensatz zur Versuchsserie Hengl IV-1

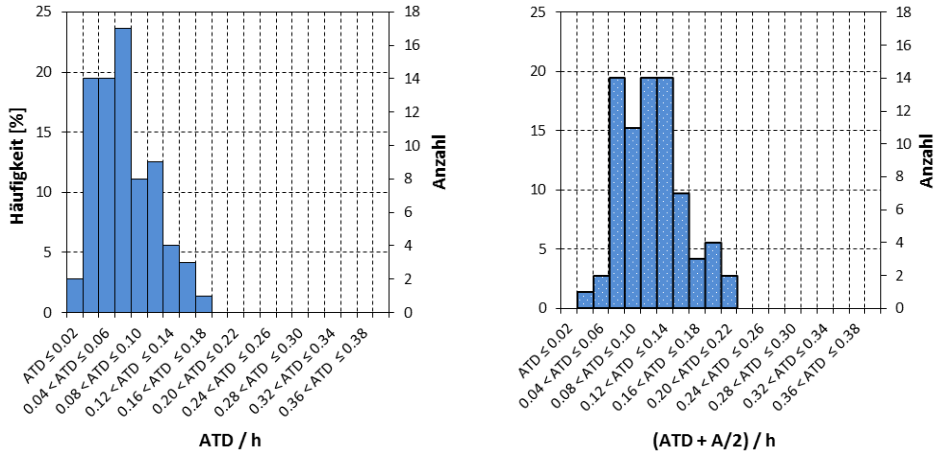


Abbildung A4.13: Versuchsserie Hengl IV-1

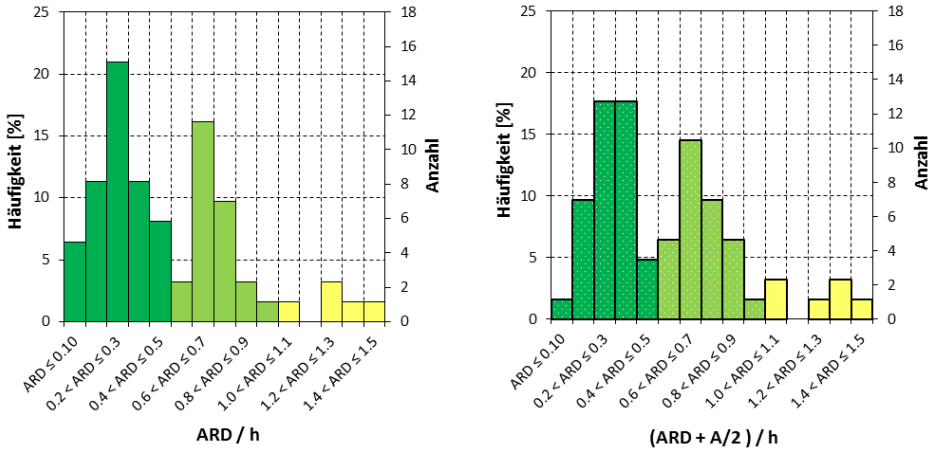


Abbildung A4.14: Versuchsserie Hengl IV-1

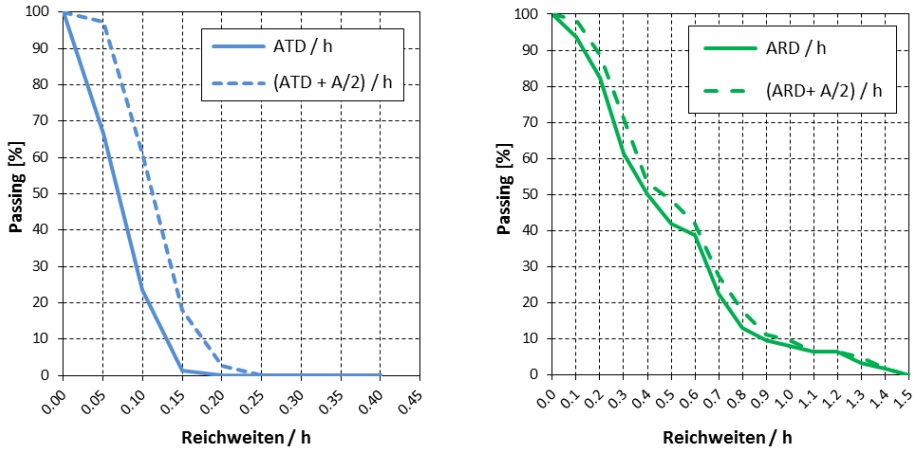


Abbildung A4.15: Versuchsserie Hengl IV-1

Abbildung A4.16: Versuchsanordnung Hengl IV-2

Wurf Nr.	Achsenlängen [m]			Modell-masse [kg]	Radlader-schaufel-waage [kg]	Kran-waage [kg]	ARD [m]	ARD/h
1	1.25	0.95	0.75	1236	750	766	0.7	0.04
2	1.30	1.30	1.10	2579		3020	0.7	0.05
3	1.60	1.30	1.20	3463	1050	212	0.6	0.04
4	2.65	1.55	0.95	5414	4350	4336	2.1	0.14
5	0.22	0.15	0.35	16		36	1.4	0.09
6	0.40	0.40	0.35	78		74	0.6	0.04
7	2.00	1.50	0.85	3538	3000	2966	1.9	0.12
8	1.75	1.20	1.10	3205	2050	2102	1.4	0.09
9	1.35	1.20	1.20	2697	3900	3930	1.0	0.06
10	1.90	1.00	0.60	1582	1900	1920	1.1	0.07
11	1.60	1.40	1.05	3263	3200	3190	1.3	0.08
12	1.80	0.95	0.80	1898	1350	1344	0.7	0.05
13	1.50	1.00	0.90	1873	1800	1768	0.9	0.06
14	0.80	0.60	0.40	266	1900	1920	1.0	0.06
15	0.85	0.80	0.75	708	650	608	11.3	0.73
16	1.35	1.30	1.30	3166	3650	3636	0.7	0.05
17	0.95	0.70	0.45	415	400	362	7.6	0.49
18	1.05	0.80	0.65	758		1082	1.2	0.07
19	1.30	1.00	0.90	1623	1650	1646	1.0	0.06
20	1.60	1.30	1.00	2886	3300	3338	1.8	0.12
21	1.60	1.00	1.00	2220	4550	4360	0.6	0.04
22	1.40	0.80	0.65	1010	1250	1220	1.4	0.09
23	1.30	0.85	0.75	1150		1268	0.9	0.06
24	1.40	1.25	1.00	2428	3350	3520	7.0	0.45
25	1.65	1.05	0.85	2043	3500	3530	1.5	0.10
26	1.15	0.90	0.80	1149	1150	1168	2.2	0.14
27	1.00	0.80	0.65	722	650	654	0.6	0.04
28	1.50	1.05	0.90	1967		1526	0.7	0.04
29				0		640	0.5	0.03
30	1.25	1.20	0.60	1249	1800	1836	7.3	0.47
31	1.50	1.30	1.00	2706	4500	4390	6.7	0.43
32	1.05	0.80	0.60	699	700	676	3.1	0.20
33	1.00	0.85	0.75	885	850	864	1.2	0.07
34	1.40	1.20	1.10	2564		2438	0.4	0.03
35	1.45	0.95	0.70	1338		1174	6.8	0.44
36	1.20	0.85	0.75	1061	950	914	1.4	0.09
37	2.65	1.55	0.95	5414	4350	4336	0.5	0.03
38	1.40	0.75	0.65	947	700		0.5	0.03
39	1.10	0.90	0.50	687	750	772	0.7	0.04
40	1.20	1.15	0.60	1149	1000	1022	2.3	0.15
41	1.80	1.60	1.05	4196	5050	4720	0.6	0.04
42	0.85	0.55	0.50	324	300	288	1.5	0.10
43	0.60	0.50	0.40	167	200	224	1.9	0.12
44	1.25	0.80	0.65	902	700	724	2.6	0.17
45	0.60	0.60	0.50	250	400	398	1.4	0.09
46	0.90	0.70	0.60	524	550	512	1.9	0.12
47	1.50	1.05	0.90	1967		1526	1.5	0.10
48	1.60	1.40	1.05	3263	3200	3190	1.0	0.06
49	1.50	1.00	0.90	1873	1800	1768	1.4	0.09
50	1.90	1.00	0.60	1582	1900	1920	1.6	0.10
51	1.30	1.30	1.10	2579		3020	1.1	0.07

52	0.85	0.80	0.75	708	650	608	6.6	0.42
53	1.15	0.90	0.80	1149	1150	1168	1.7	0.11
54	1.00	0.80	0.65	722	650	654	1.1	0.07
55	1.80	0.95	0.80	1898	1350	1344	0.9	0.06
56	1.60	1.30	1.00	2886	3300	3338	1.5	0.10
57	1.60	1.00	1.00	2220	4550	4360	4.6	0.30
58	1.30	0.85	0.75	1150		1268	5.8	0.37
59	1.25	0.95	0.75	1236	750	766	1.2	0.08
60	1.40	0.80	0.65	1010	1250	1220	1.4	0.09
61	2.65	1.55	0.95	5414	4350	4336	0.8	0.05
62	1.40	1.25	1.00	2428	3350	3520	1.8	0.12
63	2.00	1.50	0.85	3538	3000	2966	1.7	0.11
64	1.35	1.30	1.30	3166	3650	3636	17.4	1.12
65	2.65	1.55	0.95	5414	4350	4336	0.9	0.06
66	1.35	1.20	1.20	2697	3900	3930	2.2	0.14
67	1.05	0.80	0.65	758		1082	1.7	0.11
68	1.20	0.85	0.75	1061	950	914	3.5	0.22
69	1.30	1.00	0.90	1623	1650	1646	1.6	0.10
70	1.60	1.30	1.20	3463	3900	3866	0.9	0.06
71	1.05	0.80	0.60	699	700	676	1.7	0.11
72	1.50	1.30	1.00	2706	4500	4390	1.4	0.09
73	1.75	1.20	1.10	3205	2050	2102	5.7	0.37
74	1.10	0.90	0.50	687	750	772	2.0	0.13
75	1.40	0.75	0.65	947	700		5.8	0.38
76	1.25	1.20	0.60	1249	1800	1836	0.8	0.05
77	1.65	1.05	0.85	2043	3500	3530	5.7	0.37
78	1.25	0.80	0.65	902	700	724	1.1	0.07
79	1.40	1.20	1.10	2564		2438	6.8	0.44
80				0		640	1.8	0.11
81	0.60	0.50	0.40	167	200	224	1.3	0.09
82	1.45	0.60	0.50	604			1.4	0.09
83	1.45	0.60	0.50	604			1.3	0.08
84	1.60	1.40	1.05	3263	3200	3190	1.2	0.08
85	0.90	0.70	0.60	524	550	512	1.3	0.09
86	0.85	0.55	0.50	324	300	288	1.9	0.12
87	1.80	1.60	1.05	4196	5050	4720	6.0	0.39
88	1.20	1.15	0.60	1149	1000	1022	2.1	0.14
89							2.1	0.13
90	0.60	0.60	0.50	250	400	398	6.4	0.41

Tabelle A4.5: Datensatz zur Versuchsserie Hengl IV-1grau unterlegte Würfe überrollten den Wall

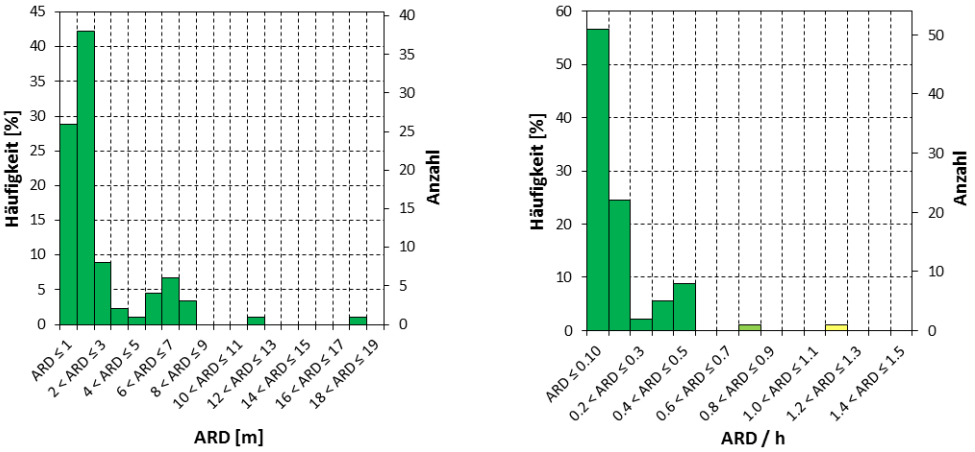


Abbildung A4.17: Hengl IV-2

Anhang 4.3. Versuchsserie Tagbau Pauliberg

Tagbau der	Basaltwerk Pauliberg GmbH & Co KG,
	7341 Markt St. Martin (Burgenland, Bezirk Oberpullendorf)
Koordinaten:	geographische Länge 16°20‘32‘‘, geographische Breite 47°35‘03‘‘
	Rechtswert (UTM) 600930 m, Hochwert 5270980 m, Zone 33
Versuchsdatum:	02/08/2010
Lithologie:	Basalt (transdanubische Vulkanregion), Dichte ca. 3200 kg/m^3
Böschung:	Höhe ca. 22 m, konvexe Form, durchschnittliche Neigung von ca. 70°, das Abschieben erfolgte mittels Hydraulikbagger mit Hochlöffelausrüstung an zwei Stellen.

Abbildung A4.19: Versuchsanordnung Pauliberg

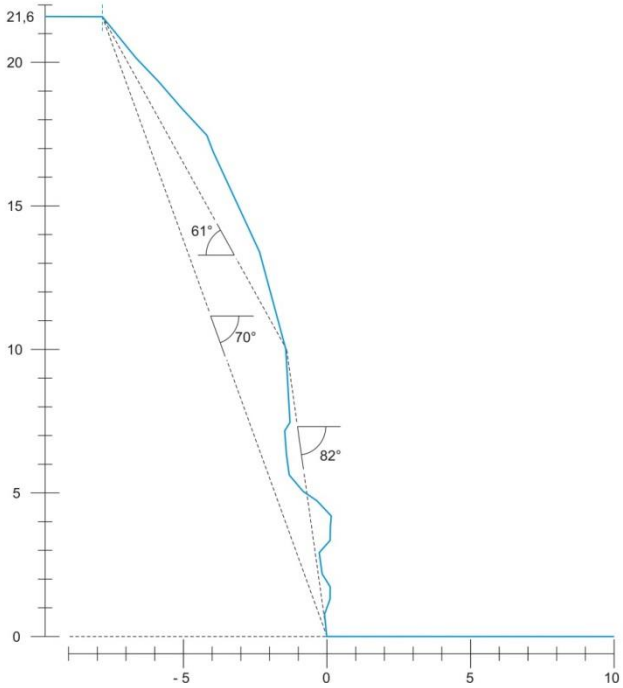


Abbildung A4.20: Schnitt der Versuchsanordnung Pauliberg

Wurf Nr.	Achsenlängen [m]			Modell-masse [kg]	ATD [m]	ATD/h	ARD [m]	ARD/h
1	0.90	0.60	0.60	475	2.0	0.12	5.0	0.31
2	0.70	0.40	0.35	144	1.5	0.09	7.0	0.43
3	0.75	0.50	0.50	275	1.0	0.06	15.0	0.93
4	0.90	0.45	0.40	238	4.0	0.25	13.0	0.81
5	0.70	0.55	0.55	310	1.2	0.07	12.0	0.75
6	0.75	0.40	0.40	176	2.5	0.16	13.0	0.81
7	0.60	0.60	0.55	290	0.7	0.04	7.0	0.43
8	0.60	0.50	0.40	176	1.5	0.09	4.0	0.25
9	0.80	0.60	0.50	352	0.6	0.04	5.0	0.31
10	0.70	0.60	0.40	246	0.6	0.04	9.0	0.56
11	0.90	0.80	0.75	792	0.5	0.03	5.0	0.31
12	0.70	0.70	0.60	431	0.7	0.04	11.0	0.68
13	0.80	0.65	0.60	457	0.7	0.04	11.0	0.68
14	0.80	0.60	0.60	422	1.5	0.09	17.0	1.06
15	0.85	0.70	0.65	567	0.6	0.04	10.5	0.65
16	1.20	1.10	0.70	1355	0.6	0.04	11.0	0.68
17	1.20	1.00	0.80	1407	4.3	0.27	16.0	0.99
18	1.30	1.00	0.90	1715	1.4	0.09	13.0	0.81
19	1.10	0.80	0.65	839	0.7	0.04	12.0	0.75
20	1.60	1.30	1.10	3354	0.7	0.04	11.0	0.68
21	1.80	1.30	1.30	4460	2.0	0.12	4.0	0.25
22	1.60	1.40	1.10	3612	2.8	0.17	8.5	0.53
23	1.60	1.30	1.10	3354	0.7	0.04	10.3	0.64
24	1.60	1.10	1.10	2838	0.6	0.04	6.5	0.40
25	1.10	1.10	1.00	1774	2.5	0.16	7.5	0.47
26	0.70	0.60	0.55	339	2.2	0.13	11.0	0.64
27	0.65	0.45	0.40	172	0.5	0.03	5.0	0.29
28	0.85	0.50	0.45	280	1.0	0.06	7.5	0.43
29	0.80	0.65	0.45	343	1.0	0.06	5.0	0.29
30	0.95	0.80	0.40	446	2.4	0.14	3.5	0.20
31	0.80	0.75	0.40	352	1.8	0.10	5.5	0.32
32	0.95	0.70	0.45	439	1.8	0.10	7.5	0.43
33	0.75	0.65	0.45	322	0.7	0.04	4.5	0.26
34	0.95	0.75	0.50	522	1.8	0.10	8.0	0.46
35	0.85	0.60	0.50	374	3.0	0.17	3.5	0.20
36	1.00	1.00	0.75	1100	2.3	0.13	24.0	1.39
37	1.00	0.85	0.55	685	1.2	0.07	6.0	0.35
38	0.95	0.90	0.60	752	2.2	0.13	23.0	1.33
39	0.80	0.60	0.50	352	0.7	0.04	4.0	0.23
40	0.90	0.85	0.65	729	0.7	0.04	17.5	1.01
41	1.10	1.00	0.75	1210	0.7	0.04	4.5	0.26
42	1.35	1.00	0.70	1385	1.3	0.08	8.0	0.46
43	1.15	0.80	0.60	809	0.7	0.04	3.0	0.17
44	1.60	1.00	0.90	2111	1.0	0.06	2.5	0.14
45	1.40	1.00	0.85	1745	1.5	0.09	7.5	0.43
46	1.70	1.45	1.20	4337	0.8	0.05	16.0	0.92
47	1.80	1.10	0.90	2613	1.8	0.10	9.0	0.52
48	1.80	1.40	1.40	5172	1.0	0.06	9.0	0.52
49	1.70	1.40	1.10	3838	0.8	0.05	5.5	0.32
50	1.65	1.20	1.15	3338	0.8	0.05	6.0	0.35
51	0.80	0.70	0.70	575			2.5	0.15
52	0.60	0.50	0.40	176	0.5	0.03	10.0	0.61
53	0.90	0.75	0.55	544	0.5	0.03	6.0	0.36
54	0.75	0.55	0.50	302	0.5	0.03	9.5	0.58
55	0.70	0.65	0.55	367	1.0	0.06	3.0	0.18
56	1.00	0.65	0.60	572	0.5	0.03	6.0	0.36
57	0.90	0.65	0.65	557	1.5	0.09	9.0	0.55
58	0.85	0.70	0.45	393	0.5	0.03	1.5	0.09
59	0.95	0.75	0.60	627	0.5	0.03	6.5	0.39
60	1.10	0.65	0.60	629	0.5	0.03	7.5	0.45
61	1.00	0.70	0.70	718	0.8	0.05	9.0	0.55
62	1.25	0.85	0.80	1246	0.8	0.05	4.5	0.27
63	1.00	0.80	0.70	821	0.8	0.05	4.5	0.27
64	1.25	0.75	0.70	962	0.8	0.05	6.0	0.36
65	1.10	0.90	0.85	1234	0.8	0.05	9.5	0.58
66	1.30	1.00	0.90	1715	1.4	0.08	18.0	1.09
67	1.40	1.10	1.00	2258	4.0	0.24	14.0	0.85
68	1.35	1.30	1.00	2573	0.8	0.05	14.0	0.85
69	1.40	1.10	0.95	2145	0.8	0.05	5.0	0.30
70	1.10	1.00	0.90	1451	1.2	0.07	4.0	0.24
71	2.20	1.80	1.40	8128	1.0	0.06	14.0	0.85
72	1.60	1.20	1.10	3096	1.0	0.06	11.5	0.70
73	1.50	1.00	0.90	1979	1.0	0.06	9.0	0.55
74	1.70	1.50	1.20	4486	1.5	0.09	6.0	0.36
75	1.80	1.60	0.80	3378	1.0	0.06	6.0	0.36
76	0.90	0.60	0.55	435	0.5	0.03	3.5	0.20
77	1.15	0.80	0.70	944	2.0	0.11	5.0	0.29

78	1.00	0.85	0.60	748	0.5	0.03	3.0	0.17
79	0.90	0.75	0.65	643	0.5	0.03	7.5	0.43
80	0.90	0.75	0.70	693	1.0	0.06	3.0	0.17
81	0.90	0.80	0.70	739	0.5	0.03	6.0	0.34
82	0.85	0.65	0.55	446	0.5	0.03	2.5	0.14
83	0.90	0.55	0.55	399	0.5	0.03	1.0	0.06
84	0.85	0.60	0.60	449	0.5	0.03	4.5	0.26
85	0.80	0.70	0.65	534	2.0	0.11	12.0	0.69
86	1.10	0.85	0.70	960	2.5	0.14	3.0	0.17
87	1.14	0.75	0.60	752	2.0	0.11	3.0	0.17
88	1.05	0.85	0.75	981	2.0	0.11	3.0	0.17
89	0.95	0.90	0.80	1003	1.5	0.09	5.0	0.29
90	1.25	0.90	0.80	1319	1.0	0.06	3.5	0.20
91	1.65	1.25	0.80	2419	2.0	0.11	6.0	0.34
92	1.35	1.05	0.85	1766	1.5	0.09	16.5	0.94
93	1.15	1.15	1.05	2036	1.5	0.09	7.0	0.40
94	1.45	0.95	0.75	1515	1.0	0.06	5.0	0.29
95	1.40	0.95	0.80	1560	1.0	0.06	4.5	0.26
96	1.50	1.40	1.30	4002	2.0	0.11	14.0	0.80
97	1.85	1.30	1.30	4584	1.0	0.06	12.0	0.69
98	1.45	1.15	1.05	2567	0.8	0.05	3.0	0.17
99	1.50	1.50	1.20	3958	1.5	0.09	5.0	0.29
100	1.80	1.50	1.40	5542	5.0	0.29	12.0	0.69

Tabelle A4.5: Datensatz zur Versuchsserie Pauliberg

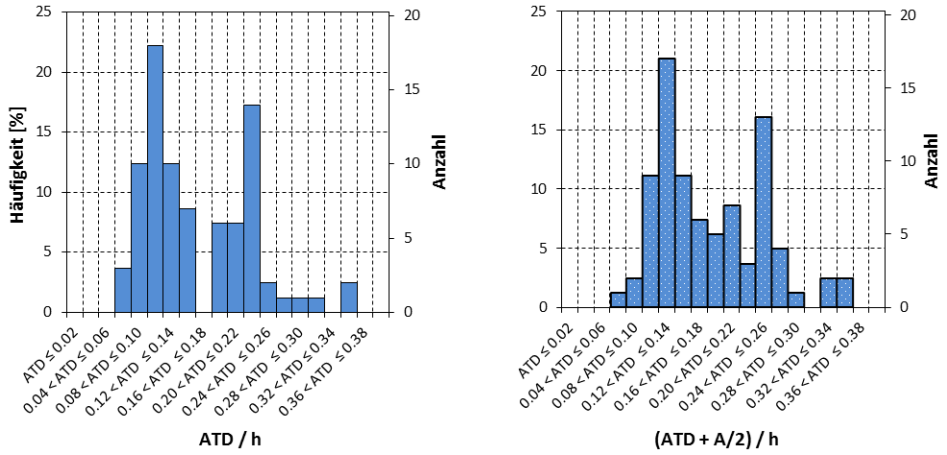


Abbildung A4.21: Versuchsserie Pauliberg

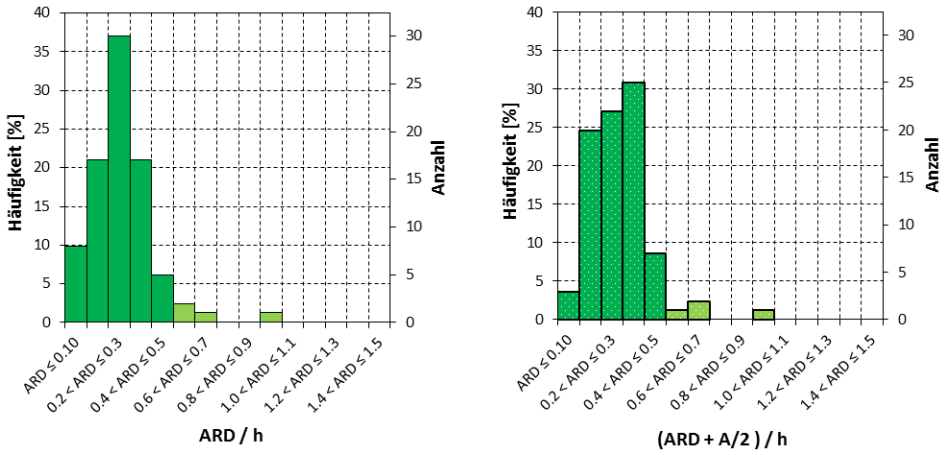


Abbildung A4.22: Versuchsserie Pauliberg

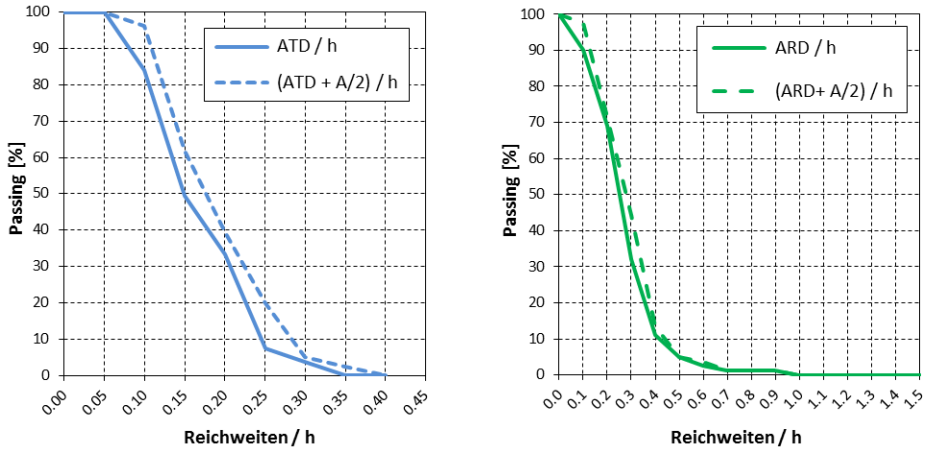


Abbildung A4.23: Versuchsserie Pauliberg

Anhang 4.4. Versuchsserie Tagbau Preg

Tagbau	der Pronat Steinbruch Preg GmbH
	8715 St. Lorenzen bei Knittelfeld (Steiermark, Bezirk Murtal)
Koordinaten:	geographische Länge14°57'01'', geographische Breite 47°17'02''
	Rechtswert 496245 m, Hochwert 5236730 m, Zone 33
Versuchsdatum:	23/10/2008
Lithologie:	Serpentinit (Speik-Komplex, Gleinalmkristallin), Dichte ca. 2800 kg/m^3
Böschung:	Höhe ca. 17 m, durchschnittlich Neigung von ca. 63° bis 71°, das Abschieben erfolgte mittels Tieflöffelbagger an vier Stellen.

Abbildung A4.24: Versuchsanordnung Preg

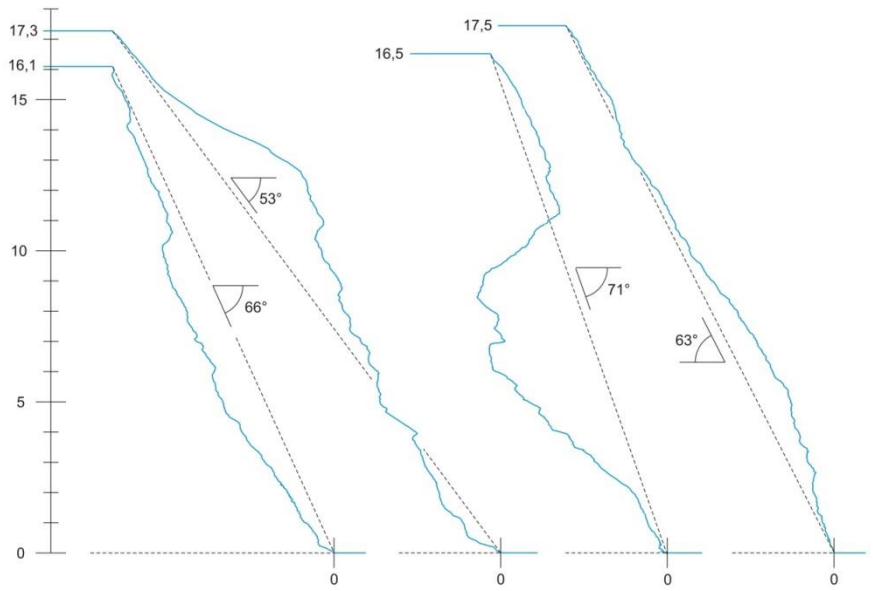


Abbildung A4.25: Schnitt der Versuchsanordnung Preg

Wurf Nr.	Achsenlängen [m]			Modell-masse [kg]	ATD [m]	ATD/h	ARD [m]	ARD/h
1	0.90	0.60	0.60	475	2.0	0.12	5.0	0.31
2	0.70	0.40	0.35	144	1.5	0.09	7.0	0.43
3	0.75	0.50	0.50	275	1.0	0.06	15.0	0.93
4	0.90	0.45	0.40	238	4.0	0.25	13.0	0.81
5	0.70	0.55	0.55	310	1.2	0.07	12.0	0.75
6	0.75	0.40	0.40	176	2.5	0.16	13.0	0.81
7	0.60	0.60	0.55	290	0.7	0.04	7.0	0.43
8	0.60	0.50	0.40	176	1.5	0.09	4.0	0.25
9	0.80	0.60	0.50	352	0.6	0.04	5.0	0.31
10	0.70	0.60	0.40	246	0.6	0.04	9.0	0.56
11	0.90	0.80	0.75	792	0.5	0.03	5.0	0.31
12	0.70	0.70	0.60	431	0.7	0.04	11.0	0.68
13	0.80	0.65	0.60	457	0.7	0.04	11.0	0.68
14	0.80	0.60	0.60	422	1.5	0.09	17.0	1.06
15	0.85	0.70	0.65	567	0.6	0.04	10.5	0.65
16	1.20	1.10	0.70	1355	0.6	0.04	11.0	0.68
17	1.20	1.00	0.80	1407	4.3	0.27	16.0	0.99
18	1.30	1.00	0.90	1715	1.4	0.09	13.0	0.81
19	1.10	0.80	0.65	839	0.7	0.04	12.0	0.75
20	1.60	1.30	1.10	3354	0.7	0.04	11.0	0.68
21	1.80	1.30	1.30	4460	2.0	0.12	4.0	0.25
22	1.60	1.40	1.10	3612	2.8	0.17	8.5	0.53
23	1.60	1.30	1.10	3354	0.7	0.04	10.3	0.64
24	1.60	1.10	1.10	2838	0.6	0.04	6.5	0.40
25	1.10	1.10	1.00	1774	2.5	0.16	7.5	0.47
26	0.70	0.60	0.55	339	2.2	0.13	11.0	0.64
27	0.65	0.45	0.40	172	0.5	0.03	5.0	0.29
28	0.85	0.50	0.45	280	1.0	0.06	7.5	0.43
29	0.80	0.65	0.45	343	1.0	0.06	5.0	0.29
30	0.95	0.80	0.40	446	2.4	0.14	3.5	0.20
31	0.80	0.75	0.40	352	1.8	0.10	5.5	0.32
32	0.95	0.70	0.45	439	1.8	0.10	7.5	0.43
33	0.75	0.65	0.45	322	0.7	0.04	4.5	0.26
34	0.95	0.75	0.50	522	1.8	0.10	8.0	0.46
35	0.85	0.60	0.50	374	3.0	0.17	3.5	0.20
36	1.00	1.00	0.75	1100	2.3	0.13	24.0	1.39
37	1.00	0.85	0.55	685	1.2	0.07	6.0	0.35
38	0.95	0.90	0.60	752	2.2	0.13	23.0	1.33
39	0.80	0.60	0.50	352	0.7	0.04	4.0	0.23
40	0.90	0.85	0.65	729	0.7	0.04	17.5	1.01
41	1.10	1.00	0.75	1210	0.7	0.04	4.5	0.26
42	1.35	1.00	0.70	1385	1.3	0.08	8.0	0.46
43	1.15	0.80	0.60	809	0.7	0.04	3.0	0.17
44	1.60	1.00	0.90	2111	1.0	0.06	2.5	0.14
45	1.40	1.00	0.85	1745	1.5	0.09	7.5	0.43
46	1.70	1.45	1.20	4337	0.8	0.05	16.0	0.92
47	1.80	1.10	0.90	2613	1.8	0.10	9.0	0.52

48	1.80	1.40	1.40	5172	1.0	0.06	9.0	0.52
49	1.70	1.40	1.10	3838	0.8	0.05	5.5	0.32
50	1.65	1.20	1.15	3338	0.8	0.05	6.0	0.35
51	0.80	0.70	0.70	575			2.5	0.15
52	0.60	0.50	0.40	176	0.5	0.03	10.0	0.61
53	0.90	0.75	0.55	544	0.5	0.03	6.0	0.36
54	0.75	0.55	0.50	302	0.5	0.03	9.5	0.58
55	0.70	0.65	0.55	367	1.0	0.06	3.0	0.18
56	1.00	0.65	0.60	572	0.5	0.03	6.0	0.36
57	0.90	0.65	0.65	557	1.5	0.09	9.0	0.55
58	0.85	0.70	0.45	393	0.5	0.03	1.5	0.09
59	0.95	0.75	0.60	627	0.5	0.03	6.5	0.39
60	1.10	0.65	0.60	629	0.5	0.03	7.5	0.45
61	1.00	0.70	0.70	718	0.8	0.05	9.0	0.55
62	1.25	0.85	0.80	1246	0.8	0.05	4.5	0.27
63	1.00	0.80	0.70	821	0.8	0.05	4.5	0.27
64	1.25	0.75	0.70	962	0.8	0.05	6.0	0.36
65	1.10	0.90	0.85	1234	0.8	0.05	9.5	0.58
66	1.30	1.00	0.90	1715	1.4	0.08	18.0	1.09
67	1.40	1.10	1.00	2258	4.0	0.24	14.0	0.85
68	1.35	1.30	1.00	2573	0.8	0.05	14.0	0.85
69	1.40	1.10	0.95	2145	0.8	0.05	5.0	0.30
70	1.10	1.00	0.90	1451	1.2	0.07	4.0	0.24
71	2.20	1.80	1.40	8128	1.0	0.06	14.0	0.85
72	1.60	1.20	1.10	3096	1.0	0.06	11.5	0.70
73	1.50	1.00	0.90	1979	1.0	0.06	9.0	0.55
74	1.70	1.50	1.20	4486	1.5	0.09	6.0	0.36
75	1.80	1.60	0.80	3378	1.0	0.06	6.0	0.36
76	0.90	0.60	0.55	435	0.5	0.03	3.5	0.20
77	1.15	0.80	0.70	944	2.0	0.11	5.0	0.29
78	1.00	0.85	0.60	748	0.5	0.03	3.0	0.17
79	0.90	0.75	0.65	643	0.5	0.03	7.5	0.43
80	0.90	0.75	0.70	693	1.0	0.06	3.0	0.17
81	0.90	0.80	0.70	739	0.5	0.03	6.0	0.34
82	0.85	0.65	0.55	446	0.5	0.03	2.5	0.14
83	0.90	0.55	0.55	399	0.5	0.03	1.0	0.06
84	0.85	0.60	0.60	449	0.5	0.03	4.5	0.26
85	0.80	0.70	0.65	534	2.0	0.11	12.0	0.69
86	1.10	0.85	0.70	960	2.5	0.14	3.0	0.17
87	1.14	0.75	0.60	752	2.0	0.11	3.0	0.17
88	1.05	0.85	0.75	981	2.0	0.11	3.0	0.17
89	0.95	0.90	0.80	1003	1.5	0.09	5.0	0.29
90	1.25	0.90	0.80	1319	1.0	0.06	3.5	0.20
91	1.65	1.25	0.80	2419	2.0	0.11	6.0	0.34
92	1.35	1.05	0.85	1766	1.5	0.09	16.5	0.94
93	1.15	1.15	1.05	2036	1.5	0.09	7.0	0.40
94	1.45	0.95	0.75	1515	1.0	0.06	5.0	0.29
95	1.40	0.95	0.80	1560	1.0	0.06	4.5	0.26
96	1.50	1.40	1.30	4002	2.0	0.11	14.0	0.80
97	1.85	1.30	1.30	4584	1.0	0.06	12.0	0.69
98	1.45	1.15	1.05	2567	0.8	0.05	3.0	0.17
99	1.50	1.50	1.20	3958	1.5	0.09	5.0	0.29
100	1.80	1.50	1.40	5542	5.0	0.29	12.0	0.69

Tabelle A4.6: Datensatz zur Versuchsserie Preg

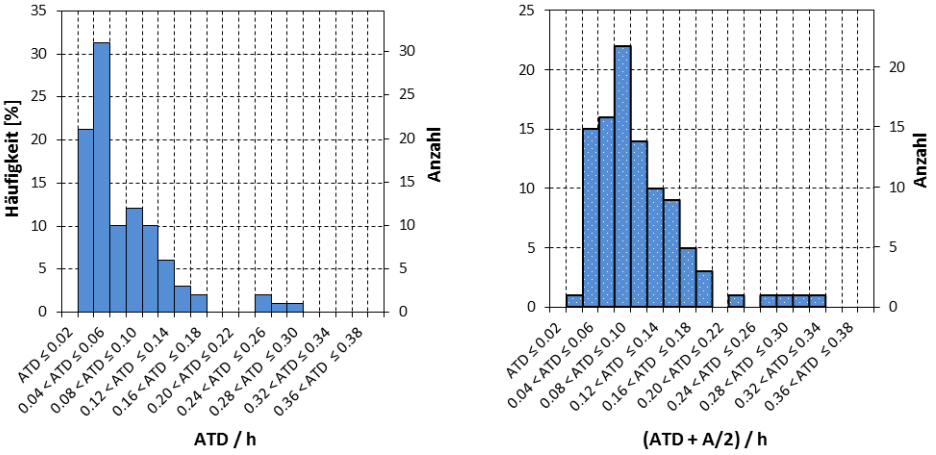


Abbildung A4.26: Versuchsanordnung Preg

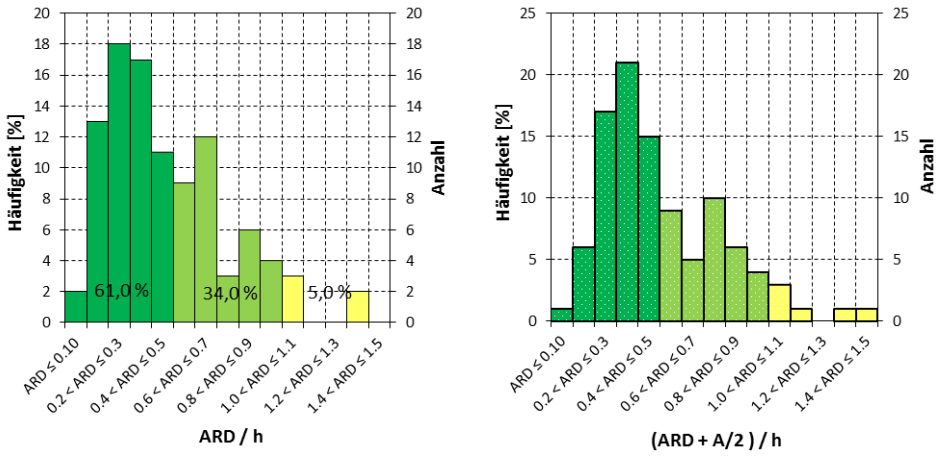


Abbildung A4.27: Versuchsanordnung Preg

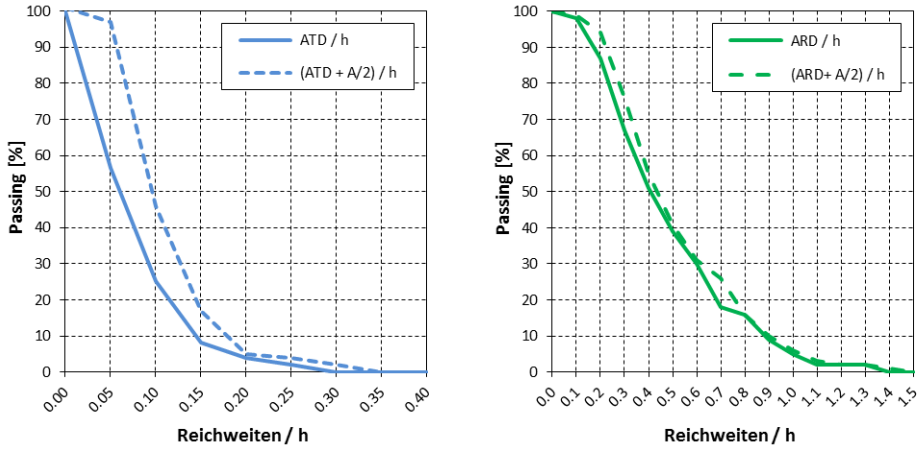


Abbildung A4.28: Versuchsanordnung Preg

Lebenslauf

Name:	Mag. Bernd Kolenprat
Geburtsdaten:	12. Juli 1971, Graz
Familienstand:	verheiratet, zwei Söhne
Religion:	evangelisch A.B.
Wohnort:	Mariazeller Straße 42, 3200 Ober-Grafendorf
Schulbildung:	1977 bis 1981 Volksschule in 8900 Selzthal 1981 bis 1985 Hauptschule in 8784 Liezen 1985 bis 1990 Handelsakademie in 8784 Liezen
Präsenzdienst:	10/1990 bis 05/1991, Hubschraubergeschwader 2, Aigen/Ennstal
Studium:	1991 bis 1997 Studium an der Universität Wien, Studienrichtung Erdwissenschaften, Studienzweig Geologie, 10/1997 Diplomabschluss, Diplomarbeit: Tektonische Entwicklung des Bösensteinkristallins
Berufslaufbahn:	08/1997 bis 08/1999 Projektanstellung beim Fond zur wissenschaftlichen Förderung (tektonische Entwicklung des Brennergebietes) 10/1999 bis 05/2002 Mitarbeiter der Geologischen Bundesanstalt in der Abteilung Rohstoffgeologie und der Abteilung Kristallingeologie (für das Brennerbassistunnelprojekt) ab 06/2002 Mitarbeiter in der Sektion Arbeitsrecht und Zentral-Arbeitsinspekorates des Bundesministeriums für Arbeit, Soziales, Gesundheit und Konsumentenschutz (vormals Bundesministeriums für Wirtschaft und Arbeit) als Referent für den Arbeitnehmerschutz im Bergbau (Erstellung der technischen Konzepte zur TAV und BohrarbV)

Eidesstattliche Erklärung

Hiermit erkläre ich an Eides statt, dass ich die vorliegende Arbeit selbständig und keine anderen als die angegebenen Quellen und Hilfsmittel verwendet habe.

Bernd Kolenprat, Jan. 2019