



Roswitha Pleschberger BSc

**Bestimmung der Fragmentierungsenergie von Sturzblöcken und
deren Einfluss auf Felssturzereignisse**

Estimation of energy dissipation caused by fragmentation, during rock fall

MASTERARBEIT

zur Erlangung des akademischen Grades
Master of Science (MSc)
Masterstudium Erdwissenschaften

eingereicht an der

Technischen Universität Graz

Betreuer

Andreas Buyer, B.Sc., M.Sc.
Univ.-Prof. Dipl.-Ing. Dr.techn. Roman Marte
Ao.Univ.-Prof. Mag.rer.nat. Dr.rer.nat. Quian Liu

Institut für Felsmechanik und Tunnelbau
Technische Universität Graz

Graz, Mai 2018

EIDESSTÄTTLICHE ERKLÄRUNG

Ich erkläre an Eides statt, dass ich die vorliegende Arbeit selbstständig verfasst, andere als die angegebenen Quellen/Hilfsmittel nicht benutzt, und die den benutzten Quellen wörtlich und inhaltlich entnommenen Stellen als solche kenntlich gemacht habe. Das in TUGRAZonline hochgeladene Textdokument ist mit der vorliegenden Masterarbeit identisch.

I declare that I have authored this thesis independently, that I have not used other than the declared sources/resources, and that I have explicitly indicated all material which has been quoted either literally or by content from the sources used. The text document uploaded to TUGRAZonline is identical to the present master's thesis.

Datum / Date

Unterschrift / Signature

Danksagung

Neben meinen Betreuern danke ich Herrn Blümel und den Mitarbeitern des Felsmechaniklabors der TU Graz für die Unterstützung bei den modifizierten Punktlastversuchen, sowie den Mitarbeitern des Bodenmechaniklabors der TU Graz, die mir ihre Tauchwägungsstation zur Probenvorbereitung zur Verfügung gestellt haben. Mein Dank gilt auch Herrn Brandmayr (GDP ZT GmbH) für seine Unterstützung im Umgang mit dem Steinschlagsimulationsprogramm RocFall. Meinen ehemaligen Praktikumsbetreuern und derzeitigen Kollegen: Michael Molk (WLV), Thomas Zwack (mjp ZT GmbH), Thomas Wagner (KFU) möchte ich für den Bezug zur praktischen Anwendung, die Beantwortung von Fragen, Literaturhinweise und anregende Diskussionen danken.

Abstract

Most rockfalls implicate a fragmentation of the detached rock mass. These crushing of blocks is known as an energy consuming mechanism. Because this energy loss is not yet taken into account in rockfall simulations and the design of precautionary measures this work was an attempt to quantify the so called “fragmentation energy”. Laboratory tests were performed, referring to the well-established point load test. With a few adjustments it was possible to record stress-strain diagrams and determine the strain energy density [MPa] and fragmentation energy [kJ]. A sensitivity analysis was done and the influence of different lithology, sample volume and strain rate were tested and compared. To display the effects of fragmentation energy, simple 2D rockfall simulations were set up with the program RocFall v6.0. Results of laboratory tests were used as a threshold. If a simulated block was exceeding this value at impact, the kinetic energy was reduced by the fragmentation energy. The consideration of fragmentation energy in rockfall simulations lead to remarkable changes of trajectories. Comparison to a standard rock fall simulation, show a significant reduction of run out distance, jump height and kinetic energy.

Kurzfassung

Bei den meisten Felsstürzen und Steinfallversuchen kommt es zur Fragmentierung der abgelösten Gesteinsmassen. Dieser Vorgang erfordert Energie. Da dieser Energieverlust bisher nicht bei der Simulation von Felssturzereignissen, oder der Bemessung von Schutzmaßnahmen berücksichtigt wurde, wurde im Zuge dieser Arbeit versucht die Fragmentierungsenergie mittels Laborversuchen zu quantifizieren. Die Versuche zur Bestimmung der Fragmentierungsenergie orientierten sich dabei am Verfahren für Punktlastversuche mit einigen Adaptionen. So konnte ein Spannungs-Dehnungsdiagramm erstellt werden und die spezifische Zerstörungsarbeit [MPa] und Fragmentierungsenergie [kJ] bestimmt. Eine Sensitivitätsanalyse wurde durchgeführt und die Einflüsse von Lithologie, Probenvolumen und Vorschubgeschwindigkeit verglichen. Um die Auswirkungen der Fragmentierungsenergie zu veranschaulichen wurden einfache 2D Simulationen mit dem Programm RocFall v6.0 durchgeführt. Die Ergebnisse der Laborversuche dienten dabei als Grenzwerte. Wurde bei einem Sturz der Gesamtblöcke, dieser Grenzwert am Aufprallpunkt überschritten, wurde die Energie hier um die Fragmentierungsenergie reduziert. Die Berücksichtigung der Fragmentierungsenergie in den Simulationen führte zu bedeutenden Änderungen der Trajektorien. Der Vergleich mit konventionellen Simulationen zeigt eine bedeutende Reduktion der Reichweite, Sprunghöhe und Energieeinwirkung.

Inhaltsverzeichnis

1	VERANLASSUNG	1
2	AKTUELLE REGELUNGEN UND VORGEHEN BEI STEINSCHLAG UND FELSSTURZ	3
2.1	GRUNDLAGEN DER RAUMORDNUNG	3
2.2	BEMESSUNG VON SCHUTZMAßNAHMEN	4
3	PHYSIKALISCHE GRUNDLAGEN	6
4	STAND DER WISSENSCHAFT	13
4.1	STEINSCHLAG TRAJEKTORIEN	13
4.2	FRAGMENTIERUNGSENERGIE	15
5	LABORVERSUCHE ZUR BESTIMMUNG DER FRAGMENTIERUNGSENERGIE	17
5.1	VERSUCHSENTWICKLUNG	17
5.1.1	<i>Einflüsse</i>	17
5.1.2	<i>Rechnerische Abschätzung realistischer Szenarien</i>	18
5.1.3	<i>Eignung des Prüfgerätes</i>	20
5.2	DURCHFÜHRUNG MODIFIZierter DRUCKVERSUCHE	20
5.2.1	<i>Verwendete Proben</i>	22
5.2.2	<i>Datenverarbeitung</i>	24
5.2.3	<i>Sensitivitätsanalyse</i>	25
5.2.1	<i>Vergleich der Ergebnisse mit der einaxialen Druckfestigkeit</i>	30
5.2.2	<i>Diskussion der Einflussparameter</i>	30
6	STEINSCHLAGSIMULATIONEN	39
6.1	ARTEN UND DEREN ANWENDUNG	39
6.1.1	<i>Räumliche Dimension</i>	41
6.1.2	<i>Sturzblöcke</i>	42
6.1.3	<i>Kritik</i>	43
6.2	BEISPIEL	45
6.2.1	<i>Grenzbedingung und Gleichungen</i>	45
6.2.2	<i>Wahrscheinlichkeitsanalyse und Statistische Verteilung</i>	46
6.2.3	<i>Kalibration</i>	46
6.3	SIMULATIONSERGEBNISSE	50
7	SCHLUSSFOLGERUNG UND AUSBLICK	57
8	LITERATURVERZEICHNIS	58
9	ANHANG	67

1 Veranlassung

In alpinen Regionen wie Österreich stellt die Gefährdung durch Steinschlag und Felssturz eine gegenwärtige Bedrohung dar. Schutzmaßnahmen sind nicht nur ein wirtschaftlicher Faktor bei Bauprojekten (Sinabell et al. 2009), sondern können auch ausschlaggebend für die Durchführbarkeit sein. Steinschlagschutznetze und -dämme halten nur einem beschränkten Energieeintrag stand. Nicht nur die Planung neuer Bauvorhaben ist davon betroffen. Die Ausweisung von Gefahrenzonen und Gefahrenhinweisbereichen führte auch zu Konflikten mit dem Altbestand an Bauwerken und Infrastruktur.

Die Bestimmung der Gefährdung und die Anforderungen an notwendige Schutzmaßnahmen sind normativ reguliert (ONR 24810:2017) und basieren auf der ermittelten Energieeinwirkung und Sprunghöhe der Sturzblöcke im Gefährdungsbereich. Als Datengrundlage dienen dabei verschiedene Bemessungsgrößen wie die Größe der Sturzblöcke und die Ereignishäufigkeit. Die Genauigkeit einer Prognose hängt dabei davon ab, wie gut diese Eingangsgrößen erfassbar sind. Um Unschärfen möglichst auszugleichen und die Sicherheit für Bevölkerung und Infrastruktur in jedem Fall zu gewährleisten wird mit Teilsicherheitsbeiwerten und Vergrößerungsfaktoren gearbeitet. Für den Versagensmechanismus wird von einem denkbar ungünstigsten Fall ausgegangen. Es erfolgt also eine Dimensionierung der Schutzmaßnahmen auf „der konservativen Seite“, mit einem im Detail nicht bekannten Maß an Spielraum zur tatsächlich einwirkenden Energie. Der Versagensmechanismus wird von einer fachkundigen Person abgeschätzt und in einer Steinschlagsimulation nachgestellt. Die Bestimmung von Bemessungsblockgröße und Ereignishäufigkeit wird an den Schutthalden früherer Ereignisse durchgeführt. Durch die anthropogene Überprägung, ist das in manchen Gebieten nicht möglich. Die Bemessungsblockgröße muss aus der Größe der Kluffkörper im Ablösebereich ermittelt werden. Bei den meisten Felsstürzen und Steinfallversuchen kommt es jedoch zur Fragmentierung der abgelösten Gesteinsmassen (Agliardi & Crosta 2003; Leine et al., 2014; Ruiz-Carulla et al., 2015; Wyllie 2015; Gili et al., 2016). Diese Zerlegung der Sturzblöcke kann als Mechanismus angesehen werden, der Energie erfordert (Crosta et al., 2015; Ruiz-Carulla et al., 2015). Gängige Steinschlagsimulationen (Rockfall v7.1 Dr. Spang, RocFall v6.0 Rocscience Inc., Rofmod 4.1 Geotest AG, RAMMS::Rockfall WSL-Institut für

Schnee- und Lawinenforschung SLF) arbeiten mit idealisierten Größen und vereinfachten Szenarien. Die Fragmentierung von Sturzblöcken oder Interaktionen zwischen ihnen werden nicht berücksichtigt. Der Einfluss dieser Prozesse auf die Bewegungskinetik wird vernachlässigt. Ziel dieser Arbeit ist es daher mit der so genannten Fragmentierungsenergie (destruction energy ED) eine Größe zu definieren, die Aussagen ermöglicht, ob die Fragmentierung von Sturzblöcken als Einflussfaktor wirksam wird und als Grenzwert und Reduktionsfaktor in Steinschlagsimulationen herangezogen werden kann. Dabei soll die Fragmentierungsenergie einen konkreten und leicht zu quantifizierenden Parameter darstellen der auch in der Praxis anwendbar ist.

2 Aktuelle Regelungen und Vorgehen bei Steinschlag und Felssturz

2.1 Grundlagen der Raumordnung

Schutzmaßnahmen gegen Steinschlag und Felssturz sind in Österreich für besiedelte Gebiete gesetzlich verankert. Besiedeltes Gebiet bedeutet in diesem Zusammenhang Bauland des Flächenwidmungsplanes und dessen Einzugsgebiete (BMLFUW 2011).

Als Grundlage dienen die „Regelungen über die Gefahrenzonenpläne für Wildbäche und Lawinen“ (§ 11 Forstgesetz 1975 Abschnitt II Forstliche Raumplanung), sowie die Gefahrenzonenplanungsverordnung (WRG-GZPV, BGBl. II Nr. 145/2014). Die Gefahrenzonenplanungsverordnung basiert auf dem Wasserrechtsgesetz von 1959. Sie beschreibt die Festlegung näherer Vorschriften über den Inhalt, die Form und Ausgestaltung von Gefahrenzonenplänen. Die Durchführung der Gefahrenzonenplanung obliegt dem Lebensministerium (BLMFUW), dieses beauftragt dazu die Organe der Dienststellen des Forsttechnischen Dienstes für Wildbach- und Lawinenverbauung. Gefahrenzonenplanungen sind Fachgutachten und haben an sich keine rechtliche Verbindlichkeit. Aber Bebauungsvorschriften der Bundesländer können darauf begründet sein und diese sind rechtsgültig. Auch ist die Nichtbeachtung ein „Hinderungsgrund“ für die Zuteilung staatlicher Fördermittel, wenn es um die Errichtung von Schutzmaßnahmen geht (Lebensministerium BMLFUW, 2016).

Der Schwerpunkt liegt bei der Erstellung der Gefahrenzonenpläne auf der Bemessung und Abschätzung der Gefährdung durch Lawinen und Wildbäche. Steinschlag oder nicht im Zusammenhang mit Lawinen und Wildbächen stehenden Rutschungen ausgesetzte Gebiete werden bisher im Planteil der Gefahrenzonenpläne als braune Hinweisbereiche ausgewiesen und im Textteil näher verbal beschrieben. Eine Ausweisung in Anlehnung an die gelben und roten Zonen unter Berücksichtigung eines Bemessungsereignisses ist angedacht. Mit der flächenhaften Erstellung der Pläne wurde bereits vor mehr als 40 Jahren begonnen. Trotzdem wirft die Einstufung von bereits bebautem Gebiet, dass in Gefahrenzonenbereichen oder

Hinweisbereichen liegt auch aktuell noch Konflikte auf. Im Jahr 2013 lagen in ganz Österreich rund 120.000 Gebäude in Gefahrenzonen (Fuchs & Zischg 2014).

Für Steinschlag/Felssturz erfolgt die Bemessung, Planung und Durchführung von Schutzmaßnahmen immer aufgrund der Risikodarstellung nach dem aktuellen Stand der Technik. Bisher fehlen einheitliche Bemessungsereignisse und übergeordnete, bundesweite Richtlinien für den Objektschutz in Baugesetzen. Mit der Erstellung beschäftigt sich derzeit die OEREK Partnerschaft (Österreichisches Raum Entwicklungs Konzept).

2.2 Bemessung von Schutzmaßnahmen

Die Bemessung von Schutzmaßnahmen erfolgt unter Anwendung der gerade aktuellen normativen Grundlagen. Die bedeutendste davon ist die ONR 24810:2017 02 15 „Technischer Steinschlagschutz — Begriffe, Einwirkungen, Bemessung und konstruktive Durchbildung, Überwachung und Instandhaltung“. Unabhängig vom Bautyp erfolgt die Bemessung für Steinschlagschutznetze und Steinschlagschutzdämme gleichermaßen, über den Energieeintrag und die Sprunghöhe der Sturzblöcke.

Die ONR beschreibt das Vorgehen in allen Details und berücksichtigt einerseits den Schutzbedarf, der auf der Personenzahl im Gefahrenbereich und der Bedeutung der Bauwerke/Verkehrsanlagen beruht, andererseits das Gefährdungspotential durch die Gefahrenquellen und den Versagensmechanismus. Hier werden einige Aspekte herausgegriffen, die für die Simulation von Fragmentierungsprozessen und die Bestimmung der Fragmentierungsenergie von Bedeutung sind:

Gefahrenzonenpläne stellen eine wichtige Planungsgrundlage dar. Die Abgrenzung und Einteilung des Bearbeitungsbereiches sowie die Erhebung potentieller Versagensmechanismen erfolgt aber durch eine fachkundige Person mittels Ortsaugenschein. Ermittelt werden die wichtigsten Bemessungsgrößen, die neben der Hanggeometrie, die Bemessungsblockgröße und Ereignishäufigkeit sind.

Die statistische Analyse von Schutthalden dient als Grundlage, um die Größenverteilung der Sturzblöcke zu bestimmen und die Bemessungsblockgröße zu definieren. Auch aus den Trennflächen im Ablösebereich kann auf das Volumen der zu erwartenden Kluffkörper

geschlossen werden (Ruiz-Carulla et al., 2015). Die Ereignishäufigkeit wird aus dem Alter der Sturzblöcke abgeleitet. Neben der Recherche historischer Ereignisse oder Beobachtungen von Anrainern werden hier ebenfalls Schutthalden untersucht. Dazu werden unterschiedliche Methoden herangezogen. Einen Überblick gibt Lang et al. (1999). In bereits bebautem Gebiet, wenn keine statistisch repräsentativen Schutthalden vorhanden sind kann diese Vorgangsweise an ihre Grenzen stoßen.

Die Durchführung von Steinschlagsimulationen im Zuge der Planung von Schutzmaßnahmen ist ebenfalls in der ONR 24810 geregelt. Sie basieren auf den Bemessungsgrößen und dienen der Ermittlung der auf Schutzbauten einwirkenden Energie. Auch die zu erwartende Sprunghöhe wird damit ermittelt und für die Dimensionierung der Schutzbauten herangezogen. Es sind sowohl 2D Simulationen an repräsentativen ungünstigen Profillinien, als auch 3D Simulationen in ausreichender Auflösung zulässig. Die Art der Simulation oder weitere Vorgaben werden nicht ausgeführt. Als Eingangsparameter werden die Blockgröße und die Dämpfungseigenschaften des Untergrundes angegeben.

Probleme entstehen durch die begrenzte Ausführbarkeit von Schutzmaßnahmen. Handelsübliche, nach der Leitlinie für die europäische technische Zulassung (ETAG 027) zertifizierte Steinschlagschutznetze nehmen max. 8 500 kJ auf (Geobrigg AG 2017, Maccaferri 2017). Steinschlagschutzdämme können mit Bautypen ausgeführt werden, die einer Energie von bis zu 10 000 kJ entgegenwirken (Leine et al., 2014). Das ist aber abhängig von der Ausführung und stellt daher bestimmte Anforderungen an den Standort. Position und Geometrie des Bauwerkes wirken sich auf den Trefferwinkel aus, der hier eine weitere, ausschlaggebende Bemessungsgröße darstellt.

3 Physikalische Grundlagen

Eine Unterteilung in Steinschlag, Felssturz, Bergsturz und Definition der Begriffe findet sich in Kienholz et al., (1998). Dabei wird eine Abgrenzung basierend auf der Kubatur vorgenommen und ergänzt, dass der Bewegungsmechanismus von Fels- und Bergstürzen im Gegensatz zu Steinschlag durch die Interaktion der Sturzblöcke gekennzeichnet ist. Der Schwerpunkt dieser Arbeit konzentriert sich auf den Mechanismus Steinschlag, hier werden die Bahnkurven (Trajektorien) einzelner Sturzblöcke betrachtet.

Das Verhalten von Sturzblöcken wird einerseits während der Bewegung durch ihre Trajektorien beschrieben und andererseits durch das Geschehen beim Aufprall definiert. Steinschlag Trajektorien setzen sich aus einer Kombination mehrerer Bewegungsmechanismen zusammen (Abbildung 1):

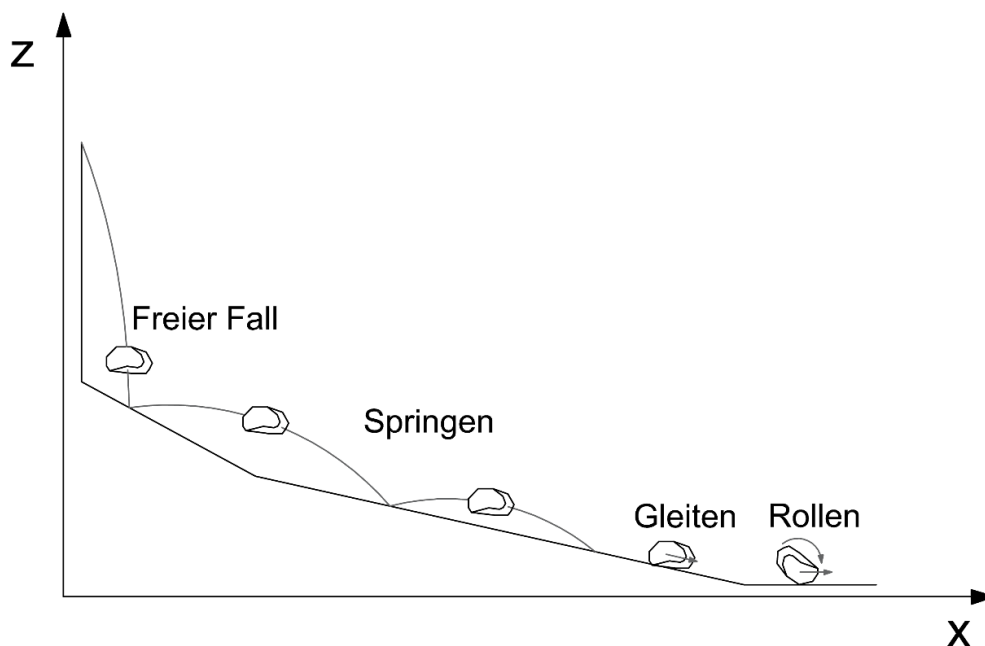


Abbildung 1: Schematische Darstellung der Bewegungsmechanismen eines Sturzblockes in einem zwei-dimensionalen Koordinatensystem (Reihenfolge der Bewegungsmechanismen nicht chronologisch).

Welcher Bewegungsmechanismus stattfindet, oder wann es zu Übergängen kommt, ist von mehreren Faktoren, wie der Blockform, oder Oberflächenbeschaffenheit des Untergrundes abhängig, ausschlaggebend ist auch die Hangneigung (Ritchie 1963).

Alle Bewegungsmechanismen lassen sich mit den Gesetzen der klassischen Mechanik in einer guten Näherung beschreiben. Sie behandelt die Bewegung von festen Körpern unter der Einwirkung von Kräften. Grundlage sind die Newton'schen Axiome. Sie gelten in Inertialsystemen:

1. *Jeder Körper verharrt im Zustand der Ruhe oder gleichförmigen geradlinigen Bewegung, solange keine Kraft auf ihn einwirkt.* (Galilei 1632; Newton 1687)
2. *Für Abweichungen von der gleichförmigen, geradlinigen Bewegung und für das Verlassen der Ruhelage sind Kräfte verantwortlich Gleichung (1).*

$$F = \frac{\partial \vec{p}}{\partial t} \quad (1)$$

F	Kraft
\vec{p}	Impuls
t	Zeit
\vec{a}	Beschleunigungsvektor
\vec{v}	Geschwindigkeitsvektor
m	Masse

Für konstante Massen kann das Axiom vereinfacht werden (Gleichung 2):

$$F = m \frac{\partial \vec{v}}{\partial t} = m \vec{a} \quad (2)$$

Im Fall einer Steinschlagtrajektorie ist die treibende Kraft die Schwerkraft. Der Beschleunigungsvektor wird von der Schwerkraft g bestimmt. Zur Berechnung der Geschwindigkeit eines Sturzblockes wird der Beschleunigungsvektor in eine vertikale a_z und eine horizontale Komponente a_x aufgeteilt und integriert.

$$v_z = \int_0^t a_z dt = -gt + c \quad (3)$$

$$v_x = \int_0^t a_x dt = c' \quad (4)$$

Daraus ergeben sich die vertikale v_z und horizontale v_x Geschwindigkeit (Gleichung 3 und 4). Durch eine weitere Integration kann die zurückgelegte Wegstrecke und momentane Position (x, z) zur Zeit (t) eines Sturzblockes bestimmt werden (Gleichung 5 und 6). Zum Startzeitpunkt $t = 0$, entspricht die Konstante c der Anfangsgeschwindigkeit in vertikaler Richtung v_{z0} und die Konstante c' entspricht v_{x0} der Anfangsgeschwindigkeit in horizontaler Richtung.

$$z = \int_0^t (-gt + c) dt = -\frac{1}{2} gt^2 + v_{z0}t + c'' \quad (5)$$

$$x = \int_0^t c' dt = v_{x0} t \quad (6)$$

Die Trajektorien eines Sturzblockes beschreiben also eine parabolische Sturzbahn.

Betrachtet man die Sturzblöcke als ausgedehnte Körper ist zusätzlich die Rotation eines Blockes um seinen eigenen Massenmittelpunkt zu berücksichtigen. Es tritt zusätzlich die Winkelgeschwindigkeit ω auf (Abbildung 2). Sie wirkt sich auf die Absprungwinkel β , γ nach einem Aufprall aus. Ist sie hoch und in Fallrichtung orientiert, führt das zu einer flacheren Trajektorie, geringeren Sprunghöhen aber höheren vertikalen und horizontalen Geschwindigkeiten. Ist die Winkelgeschwindigkeit gegensätzlich zur Fallrichtung orientiert, wird die Sprunghöhe größer, die Geschwindigkeiten aber verringern sich.

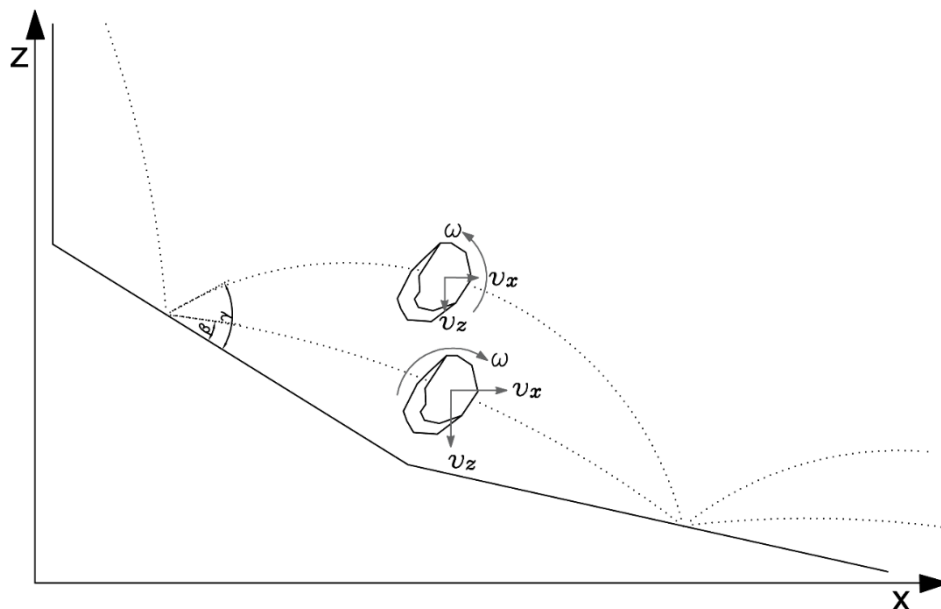


Abbildung 2: Rotierender Sturzblock mit Winkelgeschwindigkeit ω und Absprungwinkel β für einen in Fallrichtung rotierenden Block und Absprungwinkel γ für einen gegen Fallrichtung rotierenden Block.

Für den Aufprall und den Energietransfer bei Zusammenstößen ist das Dritte Newton'sche Axiom von Bedeutung (Gleichung 7).

3. „Actio = reactio“ Übt ein Körper auf einen anderen Körper eine Kraft aus, so wirkt dem dieser mit einer gleich großen entgegengesetzten Kraft entgegen.

$$F_{12} = F_{21} \quad (7)$$

Aus dem 2. und 3. Newtonschen Axiom folgt der Impulserhaltungssatz (Gleichung 8).

$$\vec{p} = \sum_{i=1}^n m_i \vec{v}_i = \textit{konstant} \quad (8)$$

Er besagt, dass in einem mechanisch abgeschlossenen System der Gesamtimpuls \vec{p} erhalten bleiben muss.

Bereits hier ist die begrenzte Anwendbarkeit für Steinschlagprozesse offensichtlich. Beim Zusammenstoß zweier Steine, ist der weiter gegebene Impuls auch abhängig von der Ausgangslage oder Fallhöhe.

Um das zu erklären, ist die kinetische Energie notwendig (Gleichung 9). Die kinetische Energie berücksichtigt, im Gegensatz zum Impuls, weitere Abhängigkeiten. Kräfte, die auf ein Teilchen wirken, sind abhängig vom Ortsvektor des Teilchens, der wiederum von Geschwindigkeit und Zeit der Betrachtung abhängig ist.

$$\int_{1,c}^2 F dr = m \int_{t_1}^{t_2} a v dt = m \frac{v^2(t_2)}{2} - m \frac{v^2(t_1)}{2} \quad (9)$$

Mit dieser Grundlage war die Formulierung des Energieerhaltungssatzes möglich. (Leibnitz 1695, Bernoulli 1757, Euler 1765, D'Alembert 1743,1785; Mayer 1842, Joule 1843, Helmholtz 1847)

*„Energie kann weder erzeugt noch vernichtet werden. Sie kann nur von einer Form in andere Formen umgewandelt oder von einem Körper auf andere Körper übertragen werden.“
(Formulierung von Helmholtz 1847)*

Die Formulierung für die mechanische Gesamtenergie lautet:

$$E_{ges} = E_{kin} + E_{pot} + \dots = \textit{konstant} \quad (10)$$

Auch der rein mechanische Energieerhaltungssatz ist für Steinschlagprozesse nur näherungsweise anwendbar. Es treten dissipative Kräfte wie die Reibungskraft auf. Anhand eines gleitenden Sturzblockes wird nachfolgend ein Kräftesystem aus treibenden- und rückhaltenden Kräften dargestellt.

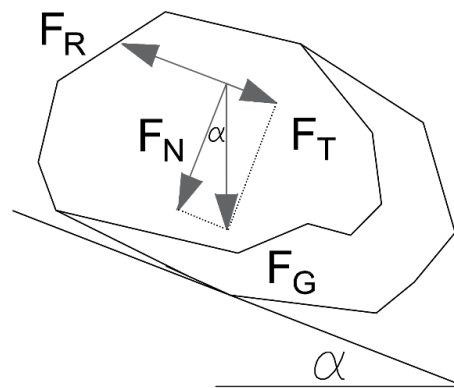


Abbildung 3: Treibende und Rückhaltende Kräfte eines gleitenden Sturzblockes auf einer Gleitfläche mit der Hangneigung α .

Die Gewichtskraft \vec{F}_G wird aus der Masse m und der Erdbeschleunigung g errechnet.

$$\vec{F}_G = m g \quad (11)$$

Sie kann in zwei Komponenten unterteilt werden: eine tangential zum Hang wirkende Kraft F_T und eine normal wirkende Kraft F_N .

$$F_T = m g \sin \alpha \quad (12)$$

$$F_N = m g \cos \alpha \quad (13)$$

Die tangential wirkende Kraft, ist treibend, während die normal wirkende, mit dem Reibungskoeffizienten μ multipliziert, den Rückhaltenden Kräften zu zuschreiben ist. Im Grenzgleichgewicht ist die Summe der treibenden und rückhaltenden Kräfte Null, daraus ergibt sich:

$$F_T - F_R = F_T - \mu F_N = m g \sin \alpha - \mu m g \cos \alpha \quad (14)$$

Auch beim Aufprallprozess müssen Vereinfachungen getroffen werden. In der klassischen Mechanik werden Körper als Teilchen mit bekanntem Ort und bekannter Geschwindigkeit betrachtet, ihre Masse ist genau definiert, andere Materialparameter gehen in die Gleichungen nicht ein, werden also als konstant oder irrelevant betrachtet. Das ist beim natürlichen Material Fels nicht uneingeschränkt zutreffend. Die Oberflächenbeschaffenheit führt zu Reibungsverlusten, es wirken also dissipative Kräfte. Auch kann es, wenn die Gesteinsfestigkeit überschritten wird zum Bruch und zur Änderung der Masse des Körpers kommen.

Außerdem zeigt das natürliche Material Gestein kein linear elastisches Verhalten und somit wieder eine gewisse Energiedissipation. Es kann zu plastischer Deformation und damit auch Änderungen des Volumens kommen. Die Deformation ist durch die Beziehung zwischen Spannung und Dehnung definiert (Stoffgesetz). Unterschieden werden verschiedene Materialverhalten (Abbildung 4).

- Linear-elastisch: Die Dehnung steigt proportional zur Spannung und ist reversibel
- Nicht-linear-elastisch: Die Dehnung verläuft nicht linear zur Spannung ist aber reversibel
- Plastisch: Die Dehnung ist nicht reversibel die Deformation bleibt auch nach der Entlastung bestehen, es kann zum Bruch kommen.

Aus dem Spannungs-Dehnungs-Diagramm (Abbildung 4) kann die Energie bestimmt werden, die ein Kubikmeter eines Materials bis zum Bruch aufnehmen kann.

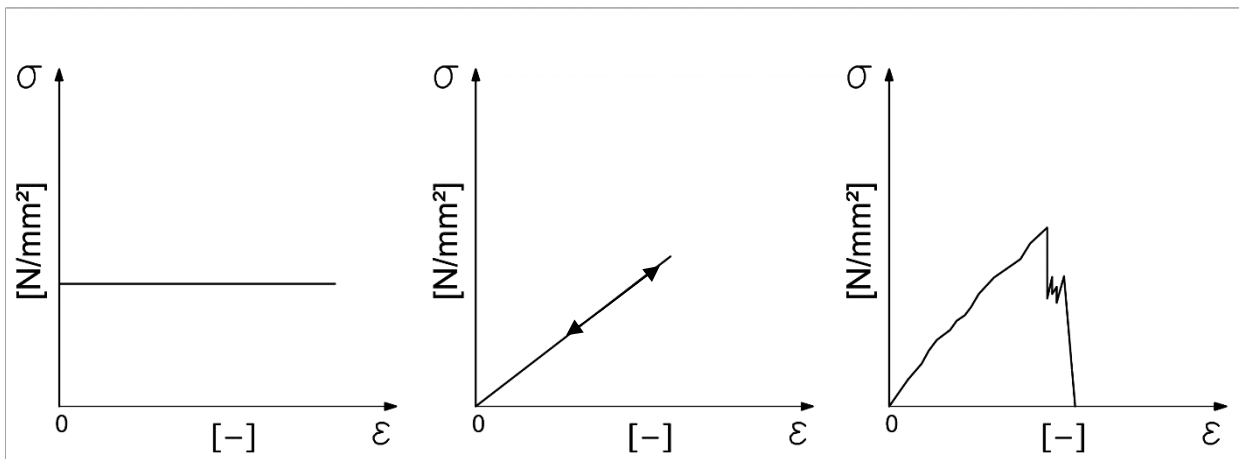


Abbildung 4: Spannungs-Dehnungsdiagramm mit plastischem Materialverhalten (links), linear elastischem Materialverhalten (mitte) Gestein (rechts).

Es hat sich dabei durchgesetzt, dass die Spannung σ [N/mm² oder MPa] über die Dehnung ε_l eines zylindrischen Probenkörpers aufgetragen wird. Die Dehnung errechnet sich dabei aus:

$$\varepsilon_l = \frac{\Delta l}{l} \quad (15)$$

Durch Integration der Spannungs-Dehnungs-Funktion bzw. einer einfachen Flächenberechnung wird die Fragmentierungsenergie pro Volumen, oder spezifische

Zerstörungsarbeit [N/mm^2 oder MPa oder kJ/m^3] bestimmt. Die Verwendung der Spannung und Dehnung hat den Vorteil, dass damit schon die Beziehung zum Probenvolumen hergestellt ist und Ergebnisse unterschiedlicher Volumina vergleichbar sind. Außerdem sind Vergleiche mit Einaxialen Druckversuchen durchführbar die die gleiche Größe ermitteln.

Aus dem Kraft-Verformungsdiagramm kann ebenfalls die Energie bestimmt werden (Saeidi et al. 2017).

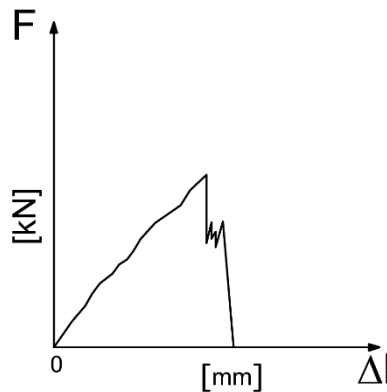


Abbildung 5: Kraft-Verformungs-Diagramm.

Dabei wird die Kraft $[\text{kN}]$ über die Verformung $[\text{mm}]$ aufgetragen und integriert. Das Ergebnis ist die Fragmentierungsenergie in $[\text{J}$ oder $\text{Nm}]$. Um sie mit den Ergebnissen aus dem Spannungs-Dehnungs-Diagramm zu vergleichen, wird sie durch Division auf das getestete Probenvolumen $[\text{m}^3]$ bezogen.

$$\int_a^b f(x) dx \quad (16)$$

Die Ermittlung dieser Energie ist notwendig da Steinschlagsimulationsprogramme mit der kinetischen Energie $[\text{J}]$ arbeiten. Nur so können die Ergebnisse in Steinschlagsimulationen eingesetzt werden.

4 Stand der Wissenschaft

4.1 Steinschlag Trajektorien

Zusätzlich zu den in der ONR 24810 festgelegten Maßnahmen kann eine detaillierte Trajektorienanalyse den Sturzraum genauer bestimmen und eventuell weiter eingrenzen. Um Erkenntnisse zu gewinnen gibt es daher eine große Anzahl reliktscher Ereignisse die detailliert beschrieben wurden (e.g. Hungr et al., 1999; Baillifard, Jaboyedoff, & Sartori, 2003; Giacomini, et al., 2010; Stock et al., 2012; Salvini & Francioni, 2013). Dabei wurden unterschiedliche Lithologien und Hanggeometrien untersucht und Sturzbahnen anhand von Schutthalden und Schlagmarken rekonstruiert. Da diesen Rekonstruktionen aber immer Annahmen zu Grunde liegen und es nicht möglich ist den Prozess direkt zu beobachten, werden zunehmend auch Feldversuche durchgeführt (Pierson et al., 2001; Dorren et al., 2007; Spadari et al., 2012; Preh et al. 2015; Gili et al., 2016). Das ermöglicht, den Sturzprozess kontrolliert aufzuzeichnen und zu analysieren (z.B. Flugbahn und Geschwindigkeit eines Sturzblockes).

Die Erkenntnisse aus diesen Studien bestätigen einige Feldbeobachtungen und können kurz zusammengefasst werden:

- Die Rauigkeit des Untergrundes beeinflusst den Bewegungsmechanismus Springen maßgeblich und führt zu stärkeren Variationen.
- Die Form der Sturzblöcke beeinflusst die Reichweite, laterale Verbreitung und Sprunghöhe (Leine et al. 2014)
- Eine größere Hangneigung führt zu größeren Reichweiten, einem weiter entfernten ersten Aufprall (Hill & Tiedeman, 2006) und größeren Sprunghöhen (Wyllie 2015)
- Schwere Sturzblöcke haben geringere Sprunghöhen (Stevens, 1998) aber eine größere Reichweite (Kirkby & Statham, 1975; Sinabell et al., 2009; Erismann & Abele 2001; Meißl, 2001; BMLFUW, 2011)
- Leichte Blöcke haben einen weiter entfernten ersten Aufprall (Fuchs & Zischg, 2014).
- Die Geschwindigkeit eines Sturzblockes steigt mit der Fallhöhe. Unter 45 m konnten Geschwindigkeiten bis 20 m/s festgestellt werden (Gili et al., 2016; Wyllie, 2015) für 100 m Fallhöhe waren es bis zu 48 m/s (Wyllie 2015).

Aus diesem Grund ist besonders die Blockgrößenverteilung von wissenschaftlichem, wie auch praktischem Interesse. Das Gefährdungspotential ändert sich, wenn abgesehen von der Bemessungsblockgröße bedeutend kleinere Fragmente auftreten, die größere Sprunghöhen erreichen, oder einzelne größere Sturzblöcke die aufgrund ihrer größeren Masse auch höhere Reichweiten erreichen. Die Bestimmung der Blockgrößenverteilung an Schutthalden wird derzeit anhand manueller Stichproben durchgeführt. Ein Schema zur Auswahl der Stichprobenfelder liefert (Ruiz-Carulla et al., 2015). Ein Zusammenhang zwischen der Anzahl der Fragmente und deren Volumen nach einem Potenzgesetz konnte für Felssturzmassen mehrfach festgestellt werden (Saeidi et al., 2017; Turcotte, 1986; Dussauge et al. 2003; Ruiz-Carulla et al. 2016) und ist auch aus der Größenverteilung von Gesteinsfragmenten bekannt, die durch den Sprengvortrieb entsteht (Ouchterlony et al. 2016). Automatisierte Methoden zur Erfassung der Blockgrößenverteilung sind in anderen Disziplinen in Entwicklung. Avian et al. (2014) nutzt beispielsweise Laserscanner zur Erfassung der Blockgrößen von Blockgletschern.

Um fest zu stellen, ob die Blockgrößenverteilung in einer Schutthalde durch Fragmentierung beeinflusst ist, liefert Ruiz-Carulla et al. (2015) einen Ansatz. Dabei wird die Größe der Kluftkörper oder potentiellen Sturzblöcke aus den Trennflächen des Ablösebereiches ISBD (In-situ block size distribution) ermittelt und mit den Blockgrößen RBSD (Rockfall block size distribution) der Schutthalden verglichen. Durch die Größenänderung kann auf den Fragmentierungsprozess geschlossen werden. Leine et al., (2014) und Agliardi & Crosta (2003) gehen davon aus, dass es bei den meisten natürlichen Felsstürzen zur Fragmentierung der abgelösten Masse kommt. Wyllie (2015) stellt bei seinen Feldversuchen fest, dass 43 % der Sturzblöcke beim Aufprall zerbrechen. Die Wahrscheinlichkeit der Fragmentierung ist laut Chau et al. (2003) abhängig von Blockgröße, Geschwindigkeit, Festigkeit, und elastischen Eigenschaften. Dabei sind aber nicht nur die Eigenschaften der Sturzblöcke ausschlaggebend. Plastische Deformation des Untergrundes führt zu starker Dämpfung und kann der Fragmentierung eines Sturzblockes entgegenwirken. Die Dämpfungseigenschaften bestimmen die Einergieumwandlung beim Aufprall. Sie sind aber keine Materialkonstanten, sondern abhängig von den Eigenschaften der Sturzblöcke und des Untergrundes (elastische Eigenschaften, Festigkeit) (Azzoni & de Freitas, 1995; Chau et al., 1999b; Labiouse & Heidenreich, 2009) aber auch veränderlichen Einflüssen wie z.B. Porenwasser, frieren des Untergrundes bei niedrigen Temperaturen (Chau et al., 1999b) oder Vegetation (Dorren et al.,

2007). Außerdem ändern sich die auftretenden Spannungen durch den Bewegungsmechanismus, Hanggeometrie, und die Blockform (Pfeiffer & Bowen, 1989; Wong, Ho, & Chau, 2000; Crosta et al., 2007; Labiouse & Heidenreich, 2009).

4.2 Fragmentierungsenergie

Die Fragmentierung von Gestein ist in unterschiedlichen Disziplinen von großem Interesse: Beispielsweise im Bauwesen, da sie im Gegensatz zur Gesteinsfestigkeit und Belastbarkeit des Untergrundes oder Werkstoffes Stein steht. Andererseits gilt es im Tunnelbau, den Vortrieb zu optimieren, also eine hohe Fragmentierung bei geringem Einsatz an Sprengmitteln oder mit geringem Werkzeugverschleiß zu erzielen (Thuro 1993). Das gleiche gilt für die Gewinnung von Kohlenwasserstoffen und Geothermie, wo es darum geht, durch Fracking die Durchlässigkeit zu erhöhen. Die Fragmentierungsenergie wird als spezifische Zerstörungsenergie oder Zerstörungsarbeit (Thuro 1993) bezeichnet und genutzt, um beispielsweise die Effizienz von Vortriebsmethoden fest zu stellen und zu vergleichen (Hamdi et al., 2015; Sanchidrián & Ouchterlony, 2016;)

Charakterisiert wird sie durch die im Labor bestimmbaren Größen:

- Druckfestigkeit
- Zugfestigkeit
- Kohäsion
- Reibungswinkel

Laborversuche zur Bestimmung dieser Größen sind gängige Praxis und normativ reguliert, wie beispielsweise Einaxiale Druckversuche; (Mutschler 2004; DIN 18141-1:2014-05) oder Triaxialversuche (DIN 18137-2:2011-04). Manche Indexversuche sind auch im Feld durchführbar, wie die Punktlastversuche (Broch & Franklin 1972; Thuro, 2010). Aus allen kann ein Spannungs-Dehnungsdiagramm abgeleitet und wie bereits in Kapitel (3) beschrieben die Fragmentierungsenergie bestimmt werden.

Im Hinblick auf Felsstürze ist die Gesteinsfestigkeit wichtig, um fest zu stellen, ob es zur Zerkleinerung der Blöcke während des Sturzprozesses kommt. Dann ist die Gesteinsfestigkeit

ein bedeutender Einflussfaktor für den weiteren Prozess und die Trajektorien der Sturzblöcke (Wyllie, 2015). Die Zerlegung einer Felssturzmasse kann als Mechanismus angesehen werden, der Energie erfordert (Ruiz-Carulla et al., 2015). Laut Crosta et al., (2007) können 1 % bis 30 % der gesamten potentiellen Energie der Fragmentierung zugeschrieben werden. Dieser Energieverlust wird bei der Simulation von Felssturzereignissen oder der Bemessung von Schutzmaßnahmen bisher nicht berücksichtigt. Weiters kommt es durch die Fragmentierung zur Änderung der Sturzblockmasse. Auch das führt zu Unschärfen bei der Bestimmung des Gefährdungspotentials. Kleinere Fragmente verfügen über eine geringere Masse und weniger Zerstörungsenergie, dafür können größere Sprunghöhen erreicht werden.

5 Laborversuche zur Bestimmung der Fragmentierungsenergie

5.1 Versuchsentwicklung

5.1.1 Einflüsse

Während sich Beobachtungen im Feld eher auf makroskopische Strukturen konzentrieren und Gebirgs- und Gesteinseigenschaften wie Trennflächenorientierung und Kluftabstände erfassen, untersuchen Laborversuche Einflüsse der Gesteinsmatrix und Inhomogenitäten auf mikroskopischer Skala. Es muss berücksichtigt werden, dass unterschiedliche Skalen betrachtet und damit auch unterschiedliche Strukturen erfasst werden.

Das Volumen ist ein maßgeblicher Einflussfaktor auf die Gesteinsfestigkeit und wirkt sich auf die Fragmentierung aus (Dussauge-Peisser, 2002; Chau et al., 2003; Crosta et al., 2015). Selbst bei Laborversuchen treten Schwankungen der Gesteinsfestigkeit abhängig vom Probenvolumen auf (Broch & Franklin 1972; Thuro, 2010). Die Einflüsse können nur vermieden werden, wenn das „Representative Elementarvolumen“ erreicht wird (Thuro & Plinninger 2001; Ferrero et al., 2016; Ni et al., 2017). Da es sich beim natürlichen Material Gestein dabei aber um wenigstens mehrere Kubikmeter handelt, kann davon ausgegangen werden, dass Laborversuche diesem Anspruch nicht gerecht werden können.

Bei der Durchführung von Versuchen zur Bestimmung der Gesteinsfestigkeit wurden außerdem folgende Einflussfaktoren festgestellt:

- Lithologie (Broch & Franklin, 1972; Agliardi & Crosta, 2003; Gili et al., 2016)
- Probenform Form (Broch & Franklin, 1972; Kurosch & Thuro, 1993; Mutschler, 2004; Kurosch & Thuro, 2010; Crosta et al., 2015; Haug et al., 2016)
- Vorschubgeschwindigkeit (Chau et al., 2003; Alam et al., 2015)
- Lasteinleitungspunkte (Broch & Franklin, 1972; Mutschler, 2004; Kurosch & Thuro, 2010)

5.1.2 Rechnerische Abschätzung realistischer Szenarien

Als Zerstörungsenergie (E_D) wird im Folgenden jene Energie bezeichnet, die notwendig ist eine Gesteinsprobe beim Aufprall zu Fragmentieren. Wird sie auf das Volumen bezogen, lautet die Bezeichnung spezifische Zerstörungsarbeit (Thuro 1993). Zur Vorabschätzung, ob es im Falle eines Aufpralls in der Natur zur Fragmentierung von Sturzblöcken kommen kann und welche theoretische Sturzhöhe nötig wäre, wird eine einfache Energiebetrachtung (unter Berücksichtigung des Energieerhaltungssatzes) angestellt (Gleichung 17, Abbildung 6).

$$E_{pot} = mgh = \frac{mv^2}{2} = E_{kin} \quad (17)$$

E_{pot}	E_{kin}	Energie	[J]
m		Masse	[kg]
g		Erdbeschleunigung	[m/s ²]
h		Sturzhöhe	[m]
v		Betrag des Geschwindigkeitsvektors	[m/s]



Abbildung 6: Schematische Darstellung der Energiebetrachtung, die Trajektorien der Fragmente sind rot dargestellt, die Trajektorie des Gesamtblockes ohne Fragmentierung in schwarz (nicht maßstäblich).

Die Größenordnung der Sturzblockeigenschaften (Masse, Volumen und Dichte) sind der Literatur (Schön 2015), oder der Gesteinsdatenbank des FMT Labors der TU Graz (2017) entnommen und in Tabelle 1 gelistet.

Tabelle 1: Gesteinseigenschaften für potentielle Sturzblöcke

	Dichte ρ [kg/m ³]	Masse m [kg]	Volumen V [m ³]	Spezifische Zerstörungsarbeit [J/m ³]
Kalkstein	2276	0,47	0,00021	197290
Marmor	2300	0,48	0,00021	282690
Gabbro	3090	0,66	0,00021	427510

Um die Fallhöhe zu berechnen, wird die Gleichung der potentiellen Energie (E_{pot}) umgestellt und die Probenmasse m ersetzt (Gleichung 18).

$$h = \frac{E_{pot}}{\rho V g} \quad (18)$$

ρ	Dichte des Sturzblockes	[kg/m ³]
V	Volumen des Sturzblockes	[m ³]

Unter der Annahme, dass die Sturzblöcke fragmentiert werden gilt:

$$E_{pot} = E_D \quad (19)$$

Gemäß der angenommenen Energieerhaltung kann die potentielle Energie der Fragmentierungsenergie gleichgestellt werden (Gleichung 19). Diese ergibt sich wiederum aus der spezifische Zerstörungsarbeit und dem Volumen (Gleichung 20). Konkrete Werte dafür stammen für die Erstabschätzung aus Einaxialen Druckversuchen der Datenbank (FMT Labor, 2017).

$$E_{pot} = \text{Energiedichte} * V \quad (20)$$

Die Auswertung erfolgte automatisiert mittel MS Excel. Für Kalkstein liegen Daten für die Spezifische Zerstörungsarbeit von rund 200 kJ/m³ bis 380 kJ/m³ vor. Als Beispiel dient ein faustgroßer Kalksteinblock (Volumen 200 cm³, $\rho = 2,3$ g/cm³), bei dem eine Fallhöhe von rund 9 bis 17 m für die Fragmentierung ausreichen würde. Auf gleiche Weise können die zu erwartenden Geschwindigkeiten beim Aufprall abgeschätzt werden. Dazu wird der Energieerhaltungssatz umgestellt (Gleichung 21)

$$v = \sqrt{\frac{2 E_{pot}}{m}} \quad (21)$$

Für den beschriebenen Kalksteinblock ergeben sich daraus Fallgeschwindigkeiten von rund 13 m/s bis 18 m/s.

5.1.3 Eignung des Prüfgerätes

Diese grundsätzlichen Überlegungen (vgl. 5.1.2) sollen mittels eines Laborversuchs überprüft und nachgestellt werden. Dazu müssen im Vorfeld die grundsätzlichen Anforderungen an das Prüfgerät bezüglich Vorschubrate und Kräfteinleitung geklärt werden, um realistische Ausgangsbedingungen wieder zu geben. Die Funktion zur Bestimmung der Fragmentierungsenergie kann näherungsweise durch eine Dreiecksfläche beschrieben werden (Gleichung 22).

$$E_f = \frac{1}{2} F \Delta l \quad (22)$$

F	Kraft	[N]
Δl	Längenänderung	[m]

Aus Gründen der Durchführbarkeit, wird von Proben in der Größenordnung von Zentimetern bis Dezimetern ausgegangen. Realistische Längenänderungen werden der Datenbank des Felsmechanik Labors (FMT Labor, 2017) entnommen.

Wird die maximale Prüfkraft des Gerätes F eingesetzt, kann die simulierbare Fragmentierungsenergie errechnet werden. Aus dem Vergleich mit der bereits abgeschätzten potentiellen Energie bzw. Sturzhöhe ergibt sich so die Eignung eines Prüfgerätes.

5.2 Durchführung modifizierter Druckversuche

Im Rahmen dieser Arbeit werden Gesteinsproben mit unterschiedlichen Abmessungen und Lithologien getestet und verglichen. Die Proben werden in einer Einaxialen Druckmaschine zu Bruch gefahren (Abbildung 7). Dabei werden Vorschub- und Kraftverlauf aufgezeichnet. Die Steuerung erfolgt manuell.

Der Versuchsaufbau erfolgt in Anlehnung an den Punktlastversuch (Broch & Franklin, 1972; Kurosch & Thuro, 2010), mit dem Unterschied, dass die Vorschubgeschwindigkeit auf einen

konstanten Wert zwischen 5 und 50 mm/min festgelegt werden kann. Ein Versuch gilt als gültig, wenn die Bruchfläche durch beide Punkte des Lasteintrages verläuft (vgl. Punktlastversuch). Ein weiteres Kriterium für die Gültigkeit ist, dass die Lasteinleitungsspitze stabil an der Oberfläche des Probenkörpers aufliegt und diesen nicht penetriert. Der Versuchsaufbau ist in Abbildung 7 dargestellt.

Tabelle 2: Spezifische Daten des Prüfgerätes

Maximalkraft	100	[kN]
Vorschubgeschwindigkeit	5-50	[mm/min]
Maximaler Plattenabstand	10	[cm]

Ein Probenkörper wird zwischen den beiden Lasteinleitungspunkten eingespannt. Dabei wird eine Stahlspitze als unterer Lasteinleitungspunkt und ein planarer Zylinder als obere Lasteinleitung verwendet. Die Spitze wird gewählt, da angenommen wird, dass sie einen punktuellen Lasteintrag bei einem Aufprall mit Fels-Fels-Kontakt besser repräsentiert als eine flächige Auflage.

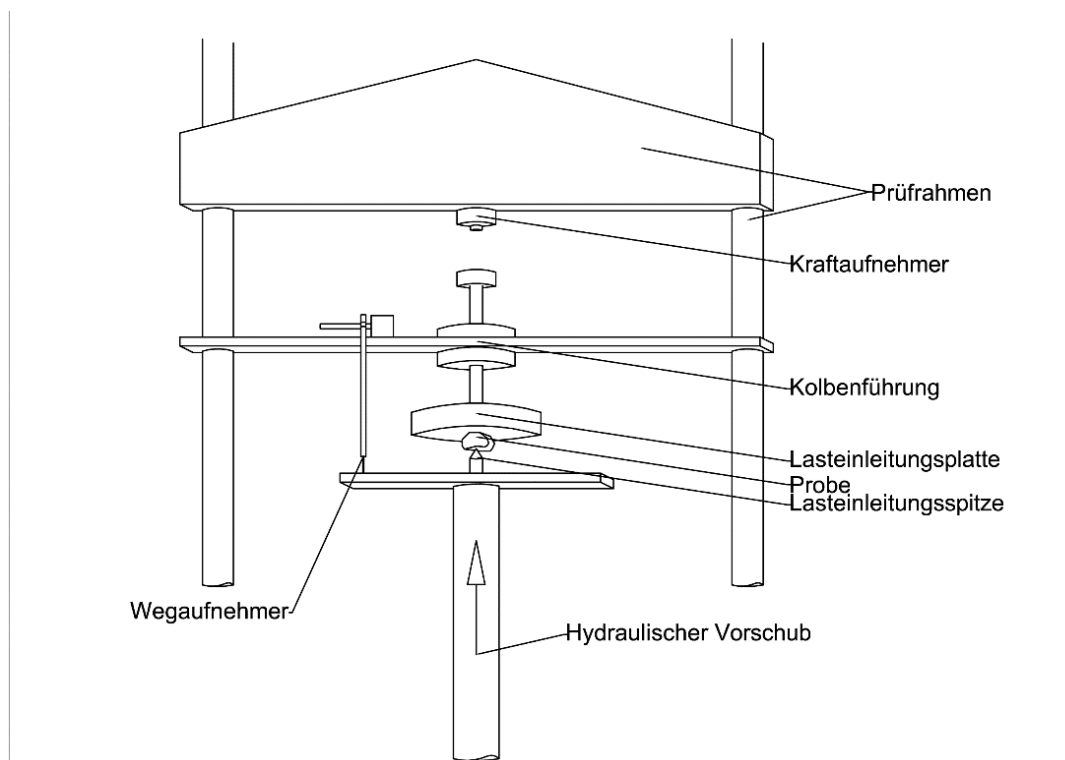


Abbildung 7: Skizze der modifizierten Druckmaschine zur punktuellen Lasteintragung in einer einaxialen Druckprüfmaschine (nicht maßstabsgetreu).

Der Vorschubzylinder ist hydraulisch gesteuert. Der Vorschub erfolgt von unten nach oben, als Widerlager dient eine Stahlplatte. Der Vorschub während eines Versuches findet mit konstanter Geschwindigkeit statt. Die maximale Geschwindigkeit von 50 mm/min entspricht $\sim 3 \cdot 10^{-4}$ km/h. Beim Aufprall eines Sturzblockes sind, abhängig von der Fallhöhe, wesentlich höhere Aufschlagsgeschwindigkeiten zu erwarten (Bsp. bis zu 65 km/h bei 17 m siehe 5.1.2). Die Probenwahl ist an die Möglichkeiten des Gerätes angepasst (maximaler Lasteintrag und Plattenabstände).

Zur Aufzeichnung der Längenänderung wird ein induktiver Wegaufnehmer (WA-50T) der Firma HBM GmbH mit einer Linearitätsabweichung von $\pm 0,2\%$ eingesetzt (Datenblatt Hottinger Baldwin Messtechnik GmbH). Der Wegaufnehmer wird am Prüfraumen mit Hilfe eines Magneten befestigt, die Tastspitze liegt auf der Stahlplatte seitlich neben der Probe auf.

Der Lasteintrag wird mittels eines Kraftsensors (C9B-1, HBM GmbH) gemessen. Die Messgenauigkeit liegt bei einer Nennkraft von 50 kN unter 1 %. (Datenblatt Hottinger Baldwin Messtechnik GmbH). Die maximalen Betriebskräfte entsprechen 150 kN.

Die Datenerfassung erfolgt mittels eines Spider 8 (HBM GmbH). Die Signalerfassung und Aufzeichnung erfolgt mit einer Samplingrate 50/sec.

5.2.1 Verwendete Proben

Es werden verschiedene Proben verwendet deren Merkmale wie Lithologie, Größe oder Form systematisch variiert werden. Die Proben werden aus Rohblöcken gesägt oder mit dem Hammer entlang natürlicher Trennflächen zerkleinert. Vorbereitend werden die Masse, sowie die Abmessungen erfasst. Das Volumen wird mittels Tauchwägung bestimmt. Weitere Größen wie die Dichte können daraus abgeleitet werden.

5.2.1.1 Probenvolumen

Das Probenvolumen wird anhand irregulär geformter Handstücke variiert. Die Größe im Bereich zwischen $320\text{-}570\text{ cm}^3$ wird durch alle Lithologien abgedeckt und ist damit als vergleichbar an zu sehen.

5.2.1.2 Probenform

Es werden fünf verschiedene Probenformen verglichen (Abbildung 8). Vier davon sind Quader mit unterschiedlichem Längen zu Breiten Verhältnis. Zusätzlich werden irreguläre Handstücke untersucht und verglichen.

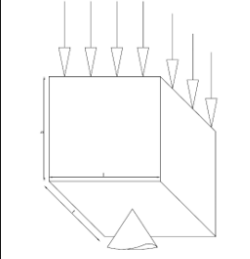
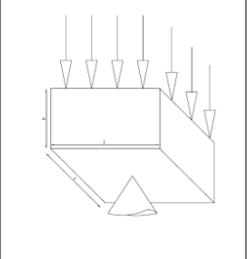
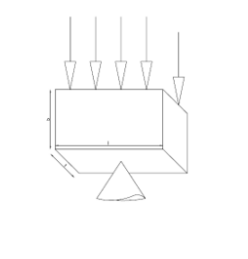
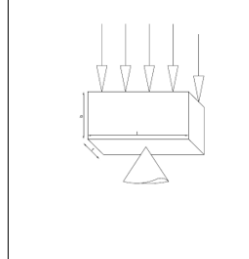
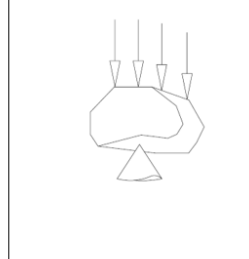
				
<p>Kubisch 7 Versuche gültig l: ~85mm b: ~80mm t: ~80mm</p>	<p>Flach 12 Versuche gültig l: ~85mm b: ~80mm t: ~50mm</p>	<p><u>Tabular</u> 10 Versuche gültig l: ~85mm b: ~50mm t: ~40mm</p>	<p><u>tabular</u> 18 Versuche gültig l: ~85mm b: ~40mm t: ~30mm</p>	<p>Irregulär 12 Versuche gültig Volumen von 62,1cm³-490cm³</p>

Abbildung 8: Verwendete Probenformen und deren Abmessungen.

5.2.1.3 Lithologie

Untersucht werden fünf verschiedene Lithologien (Tabelle 3) mit unterschiedlich ausgeprägten Trennflächen und Mineralbestand verschiedener Härte.

Tabelle 3: Lithologien der Gesteinsproben

Probenbezeichnung	SG5	SG4	QZ	G	SG2
Lithologie	Marmor	Kalkstein	Quarzit	Gneis	Gabbro
Versuche (gesamt/gültige)	78 Versuche 60 gültig	23 Versuche 19 gültig	11 Versuche 8 gültig	19 Versuche 13 gültig	5 Versuche 5 gültig
Gesteinsdichte	2,7 g/cm ³	2,3 g/cm ³	2,6 g/cm ³	3,1 g/cm ³	3,1 g/cm ³

Im Folgenden werden die einzelnen Lithologien anhand makroskopischer Merkmale ihrer frischen Bruchflächen beschrieben.

Marmor

Das Gesteinsmaterial erscheint makroskopisch hell, frische Bruchflächen sind weiß gefärbt oder durchscheinend und zeigen glänzende Mineralflächen. Die Mineralzusammensetzung ist augenscheinlich homogen kalzitisch mit einer euhedralen Form. Als Korngröße dominiert

0,5 mm. Das Gefüge wird daher als granoblastisch angesprochen. Gefügetrennflächen sind makroskopisch nicht erkennbar.

Kalkstein

Das Erscheinungsbild der Proben ist hell, Bruchflächen weisen eine beige Färbung auf. Die Oberfläche erscheint matt und porös. Die Korngröße liegt weit unter 1 mm, was zu einem homogenen massigen Gefüge führt und keine nähere Aussagen über die Mineralgestalt ermöglicht. Handelsbezeichnung Vratzka Kalkstein (Donaukalkstein) Steinmetz Grein.

Quarzit

Handstücke sind dominant grau, Schuppen erscheinen oft heller, weiß bis beige. An Verwitterungsflächen zeigen sich braune Beläge. Frische Bruchflächen sind durchscheinend aber matt-speckig. Als dominierendem Mineralbestandteil wird aufgrund der Härte von Quarz ausgegangen. Die Mineralkorngröße ist als feinkörnig zu bezeichnen. Es zeigen sich schuppige Abplatzungen, Mikrorisse sind nicht erkennbar.

Gneis

Das Probenmaterial ist überwiegend dunkelgrau mit weißen Bändern. Als Hauptbestandteile treten Quarz, Feldspäte und Biotit auf, wobei die dunklen Mineralbestandteile überwiegen. Das Gefüge ist feinkörnig und geregelt. Es zeigen sich für Gneis charakteristische flaserige Quarz Aggregationen. Hier können die Korngrößen bis zu 3 mm erreichen während die Korngrößen in den dunklen Bereichen weit unter 1 mm liegen.

Plutonit (Gabbro)

Die Farbe der Gesteinsproben ist dunkelgrau-schwarz. An den Bruchflächen zeigen sich glänzende Mineralflächen. Die Minerale sind euhedral ausgebildet und haben Korngrößen von 0,5 bis 1 mm. An Mineralbestandteilen dominiert Pyroxen, weiters kommen Olivin und Feldspäte vor.

5.2.2 Datenverarbeitung

Die Software Catman v3.1 (HBM GmbH) dient zur Kontrolle und Darstellung des Kraft-Zeitverlaufes und Vorschub-Zeit Verlaufes während der Versuchsdurchführung.

Die Weiterverarbeitung erfolgt mit dem Programm Wolfram Mathematica® v10.0 (Wolfram

Research, Inc.). Darin werden die Daten importiert, dargestellt und das Integral der Messkurve berechnet. Zwischen zwei Messpunkten wird von einer stetigen Funktion ausgegangen. Die Bestimmung der Zerstörungsenergie reduziert sich so zu einer einfachen Flächenberechnung nach Gleichung 16. Das Integrationsintervall mit den Grenzen (a, b) wird nach Durchsicht der Daten für jede Messung einzeln festgelegt. Messfehler können so aus den Daten gelöscht werden (Abbildung 9) Relikte die, bei der Versuchsdurchführung entstehen können, werden ebenfalls bereinigt.

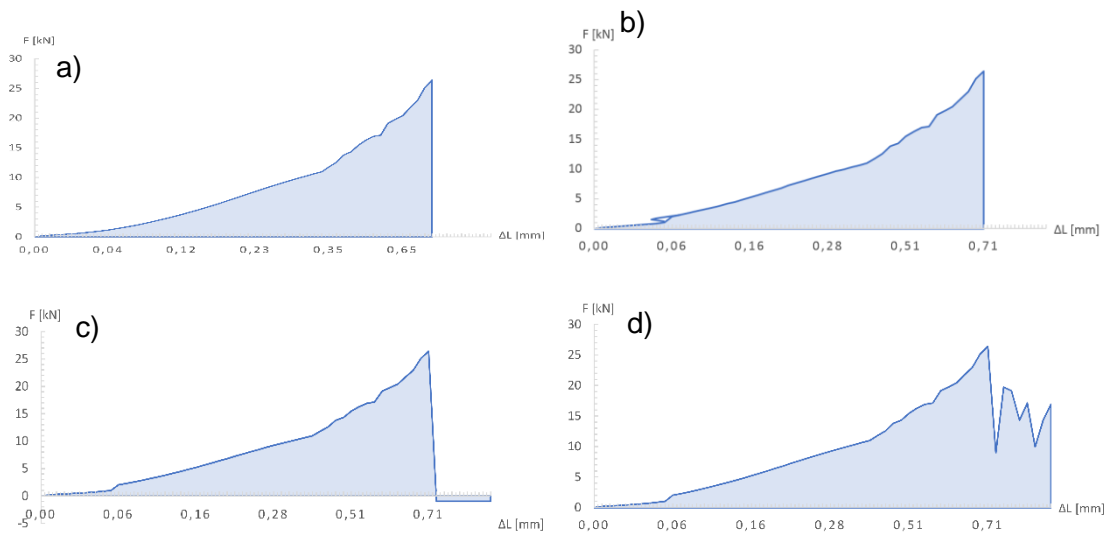


Abbildung 9: a) bereinigtes/nachbearbeitetes Kraft-Weg-Diagramm, b) Fehlerhafter Kraft-Weg-Verlauf aufgrund der Erzeugung des Kraftschlusses, c) Messfehler aufgrund fehlerhafter Nullstellung der Kraftmessung, d) Fehlerhafter Messverlauf aufgrund ausgeprägtem Post-Failure-Verhalten der Probe.

5.2.3 Sensitivitätsanalyse

Um fest zu stellen, ob der Wegaufnehmer bei der Versuchsdurchführung exakt die Längenänderung der Gesteinsprobe misst, oder andere Einflüsse miterfasst, wird ein Versuch mit einer „Blindprobe“ durchgeführt. Dazu wird ein Stahlzylinder mit bekanntem Elastizitätsmodul (E-Modul) und folgenden Abmessungen verwendet:

l	Probenlänge	10	[cm]
r	Probenradius	2,5	[cm]
E	E-Modul Stahl	210	[GPa]

Das E-Modul (Gleichung 23) beschreibt den Zusammenhang zwischen Dehnung ϵ_l und Spannung σ für Körper mit linear elastischem Verhalten.

$$E = \frac{\sigma}{\varepsilon_l} \quad (23)$$

Für die Berechnung der Dehnung des Stahlzylinders wird Gleichung 23 umgeformt. Aus der Dehnung kann auch die theoretische Längenänderung Δl^* ermittelt werden (Gleichung 25).

$$\varepsilon_l = \frac{\sigma}{E} \quad (24)$$

$$\Delta l^* = \varepsilon l \quad (25)$$

Die Spannung wird auf den Kräfteeinleitungspunkt der Platte bezogen, mit einer Fläche A der Blindprobe von rund 1963 mm².

$$\sigma = \frac{F}{A} \quad (26)$$

Für die Berechnung der Dehnung des Stahlzylinders wird die Gleichung umgestellt.

$$\varepsilon_l = \frac{F}{AE} \quad (27)$$

Aus der Dehnung kann mit Hilfe von Gleichung 28 die theoretisch zu erwartende Längenänderung Δl^* bestimmt werden.

$$\Delta l^*_{\text{Blindprobe}} = \varepsilon_l l \quad (28)$$

Bei der Versuchsdurchführung konnte lineares Verhalten nach rund 1 mm Verformung (400 s) bei einer aufgebrauchten Kraft von rund 5 kN festgestellt werden (Abbildung 10).

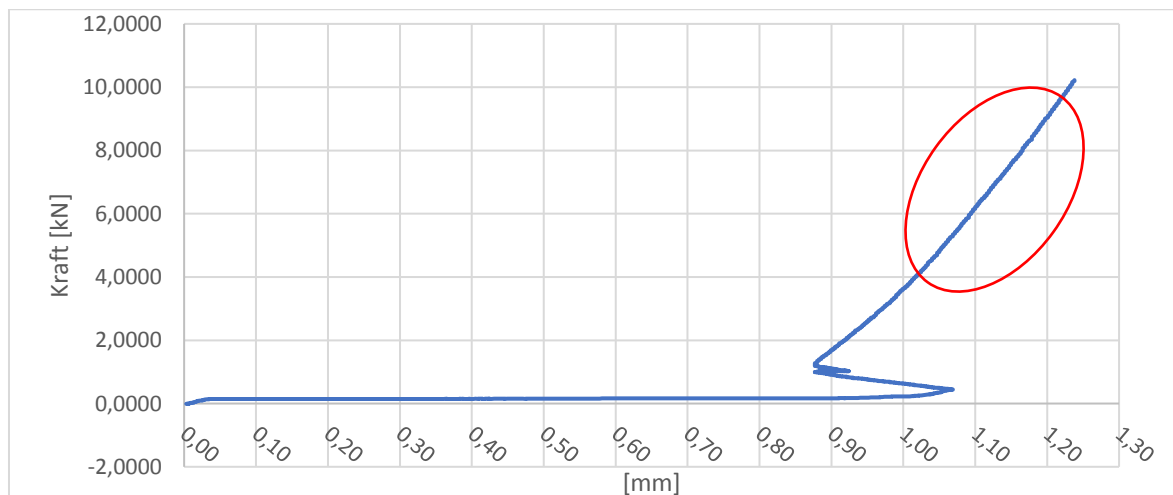


Abbildung 10: Gemessene Längenänderung der Stahlprobe mit der aufgebrauchten Kraft. Linearer Bereich (rot).

Mit dem E-Modul von 210 GPa für ferritischen Stahl ergibt sich daraus bei einer Kraftaufbringung von $F = 10 \text{ kN}$ eine theoretische Längenänderung Δl^* von 0,0243 mm. Die gemessene Längenänderung Δl für diese Kraft beträgt 1,232 mm. Der Beitrag der Probe zur gemessenen Gesamtverformung beträgt also weniger als 1 %. Es treten also weitere Einflüsse durch den Versuchsaufbau auf. Die Abweichungen der Verformung für verschiedene Kräfte sind in Abbildung 11 dargestellt.

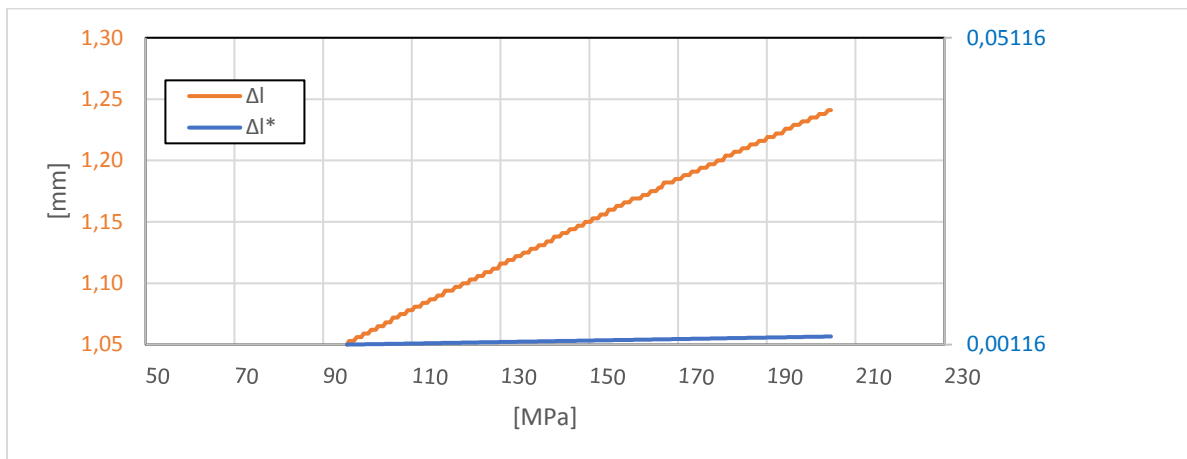


Abbildung 11: Vergleich der theoretischen Längenänderung und der gesamten gemessenen Längenänderung mit steigender Spannung.

5.2.3.1 Rahmensteifigkeit

Der Rahmen des Prüfgerätes setzt sich aus mehreren Bauteilen zusammen. Das Joch an dem der Kraftaufnehmer angebracht ist und das als Widerlager für die Probe dient ist an zwei Holmen befestigt. Sie sind als Gewindestangen (Hohlquerschnitt) ausgeführt und haben einen Radius von 2,2 cm, die Länge beträgt jeweils 97 cm. Auch hier kann eine theoretisch zu erwartenden Längenänderung mit Hilfe des E-Modules für ferritischen Stahl berechnet werden.

$$\Delta l^*_{\text{Holme}} = \frac{F l}{2 A E} \quad (29)$$

Sie beträgt für eine aufgebrachte Kraft von 10 kN maximal 0,015 mm, wenn die Holme als Vollquerschnitt angenommen werden. Das entspricht einem Beitrag von etwas mehr als 1 % der gemessenen Gesamtverformung. Die Verformung der Holme bei 50 kN würde 0,057 mm betragen und ist damit immer noch gering.

5.2.3.2 Kraftschluss

Da die Verbindung von Holmen und Joch des Prüfgerätes über Gewindestangen erfolgt, kann es beim Aufbringen der Kraft zu leichten Bewegungen kommen. Das gilt auch für die Verbindung der Krafteinleitungsspitzen zur Probe. Besonders bei einer unregelmäßigen Auflagefläche kann es zu einer Bewegung oder Verkippung kommen. In den Daten zeigt sich eine plötzliche geringfügige Abnahme der Verformung (Abbildung 12), sie wird auf diese Phänomene zurückgeführt. Für Versuche an Gesteinsproben wird nachträglich eine Korrektur der Daten vorgenommen.

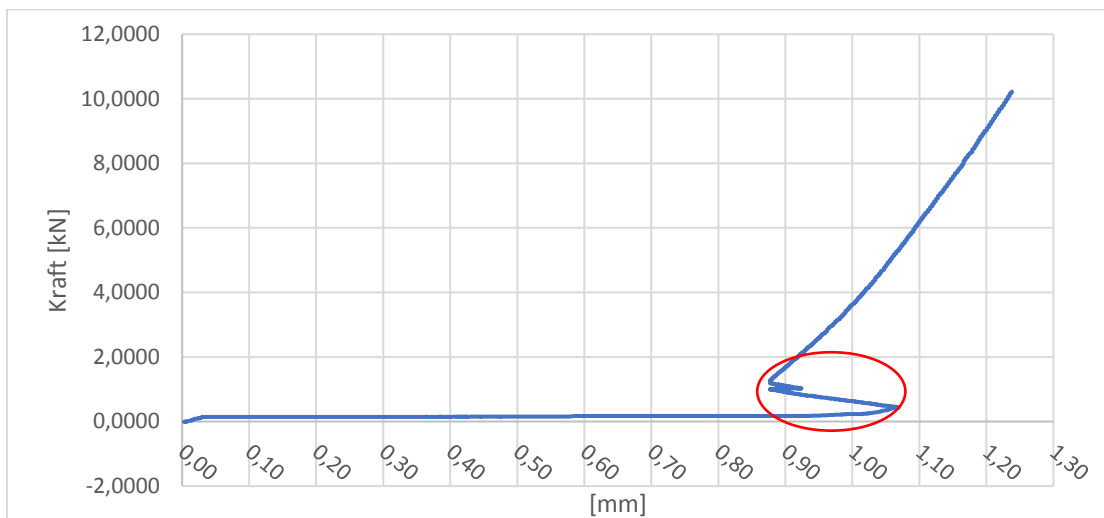


Abbildung 12: Gemessene Längenänderung der Stahlprobe mit der aufgebrauchten Kraft. Abnahme der Verformung (rot).

5.2.3.3 Eindrückung

Kommt es an den Lasteinleitungspunkten zu einer plastischen Deformation, kann nicht von linear elastischem Verhalten ausgegangen werden. Das Hook'sche Gesetz kann nicht mehr durch den einfachen Zusammenhang zwischen Längsdehnung, Spannung und Elastizitätsmodul ausgedrückt werden. Im Versuch mit der Blindprobe wurde nach der Versuchsdurchführung eine Kontrolle an der Probe durchgeführt und eine Einkerbung von 1,09 mm festgestellt. Das stellt den bedeutendsten Beitrag zur gemessenen Gesamtverformung dar. Bei der Untersuchung der Gesteinsproben werden derartige Versuche als ungültig erklärt und nicht in die Gesamtauswertung aufgenommen (vgl. Punktlastversuche (Broch & Franklin, 1972; Kuroschi & Thuro, 2010)).

5.2.3.4 Position des Wegaufnehmers

Der Wegaufnehmer muss zum Schutz vor Bruchstücken und Gesteinssplintern die sich durch die Fragmentierung lösen in einiger Entfernung zur Probe angebracht werden. Die Position ist daher nicht zentrisch auf der Basisplatte. Bei einer etwaigen Verkippung der Basisplatte besteht keine Kontrolle über weitere Wegaufnehmer. Die Befestigung erfolgt mit einem Magneten. Bewegungen können nicht gänzlich ausgeschlossen werden. Da der Wegaufnehmer nicht mit einer Libelle ausgestattet ist, kann die vertikale Ausrichtung nur optisch erfolgen, es kann daher zu leichten Abweichungen kommen. Ein abweichender Winkel von 30° zur vertikalen würde beispielsweise zu einer Änderung der Längenmessung um $\cos(30^\circ)$ also $\sim 13\%$ führen.

Ein Überblick der Einflüsse aus der Versuchsdurchführung in Prozent der gemessenen Gesamtverformung ist nachfolgend dargestellt (Abbildung 13, Tabelle 4).

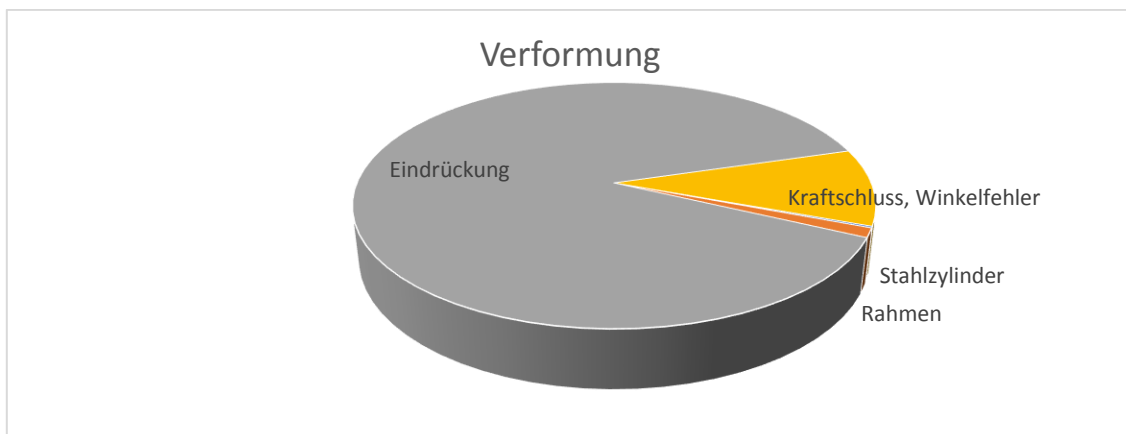


Abbildung 13: Einflüsse der einzelnen Komponenten (Kraftschluss, Winkelfehler, Rahmenverformung und Verformung des Stahlzylinders) auf die Gesamtverformung.

Tabelle 4: Einflüsse auf die Gesamtverformung

Verformung [mm]	[%]	Anteil
1,2320	100 [%]	Gemessene Gesamtverformung
0,00243	0,197	Verformung Zylinder berechnet
0,01500	1,217	Verformung Holme berechnet
1,09000	88,474	Eindrückung
0,12817	10,112	z.B. Kraftschluss, Verkippung Basisplatte oder Messaufnehmer

5.2.1 Vergleich der Ergebnisse mit der einaxialen Druckfestigkeit

Für die Lithologie Kalkstein (SG4) liegen Ergebnisse aus drei einaxialen Druckversuchen nach Mutschler (2004) vor. Dabei wurde eine spezifische Zerstörungsarbeit von rund 197 kJ/m³ bis 237 kJ/m³ festgestellt. Diese Ergebnisse liegen im Mittelfeld der bei den modifizierten Punktlastversuchen festgestellten Werte von rund 40 kJ/m³ bis 498 kJ/m³ (Tabelle 5).

Tabelle 5: Vergleich der spezifischen Zerstörungsarbeit die in standardisierten Einaxialen Druckversuchen und modifizierten Punktlastversuchen ermittelt wurde. Median und Standardabweichung wurden aus Zwecken der Vergleichbarkeit ermittelt. Eine statistische Auswertung der Einaxialen Druckversuche bei einer Anzahl von drei Proben ist nicht aussagekräftig.

	UCS [kJ/m ³]	Mod. Punktlastversuch [kJ/m ³]
Median	202,4	198,1
Standardabweichung	17,7	116,2
Volumen [m ³]	0,000785	0,00074-0,00056

5.2.2 Diskussion der Einflussparameter

Die Gesamtanzahl der untersuchten Proben beläuft sich auf 136, davon wurden 105 Versuche als gültig eingestuft. Die statistische Auswertung erfolgte für Proben aller Lithologien. Durch die geringe Anzahl an gültigen Tests für die Lithologien Gabbro, Gneis und Quarzit können die Ergebnisse aber nicht als repräsentativ für die Grundgesamtheit eingestuft werden. Unter Berücksichtigung der Genauigkeit der Eingangsgrößen der jeweiligen Gesteinsproben (Volumen, Länge) werden die angegebenen Ergebnisse auf kN oder J gerundet. Die Toleranzen durch die Genauigkeit der Messgeräte (Kraft und Wegaufnehmer) sind so durch den Rundungsfehler, auch bei einer etwaigen Fehlerfortpflanzung ebenfalls abgedeckt. Gleichzeitig bleibt der Trend im Versagensverhalten erhalten.

5.2.2.1 Abhängigkeit der Fragmentierungsenergie von der Lithologie

Die fünf untersuchten Lithologien unterscheiden sich im Volumen. Insgesamt wurden Proben von 32 cm³ bis 600 cm³ untersucht. Um die Vergleichbarkeit zu gewährleisten, ist aber der Bereich von 84 cm³ bis 281 cm³ durch alle Lithologien abgedeckt (Abbildung 14). Limitierend waren die Tests an SG2 da die Maximalkräfte des Prüfgerätes größere Volumina nicht zuließen.

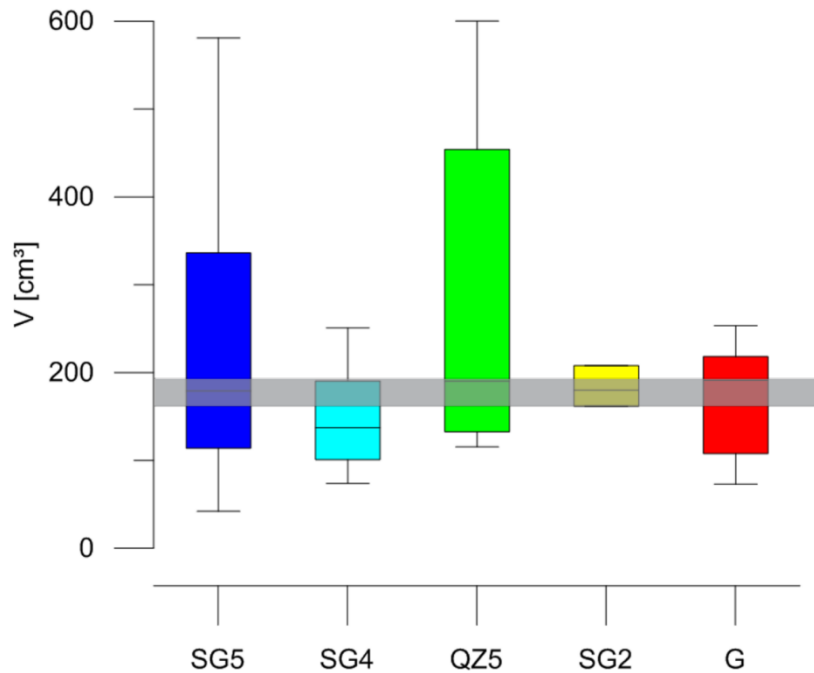


Abbildung 14: Probenvolumen aller getesteten Lithologien SG5 (Marmor), SG4 (Kalkstein), QZ5 (Quarzit), G (Gneis) und SG2 (Gabbro) Vergleich verschiedener Lithologien

Die Kräfte, die zur Fragmentierung der Proben nötig waren, wurden gemessen und die Fragmentierungsenergien wie in Kapitel beschrieben 5.2.2 bestimmt. Die Ergebnisse sind in Abbildung 15 dargestellt. Es lassen sich für Kraft und Energie die gleichen Trends beobachten.

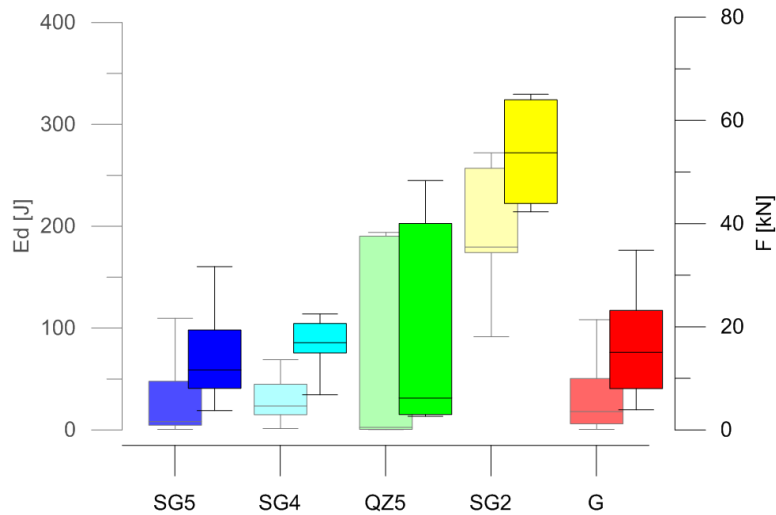


Abbildung 15: Fragmentierungsenergie (transparent) und Bruchkraft (schwarz) aller getesteten Lithologien SG5 Marmor, SG4 Kalkstein, QZ5 Quarzit, G Gneis, SG2 Gabbro.

Die höchsten Kräfte zur Fragmentierung sind für die Proben SG2 nötig, hier wurden auch die höchsten Energien ermittelt. SG5 und SG4 erfordern niedrigere Kräfte und Energien und zeigen bei einer hohen Anzahl an gültigen Versuchen eine geringe Streuung (siehe Tabelle 6). Im Vergleich dazu variieren Bruchkraft und Fragmentierungsenergie für die Proben QZ5 und G stark. Besonders beim Quarzit nimmt die Streuung bei größeren Energien und Kräften zu.

Tabelle 6: Statistische Auswertung der Kräfte und Fragmentierungsenergien aller Lithologien.

	SG5		SG4		QZ5		SG2		G	
	F _P [kN]	E _D [J]	F _P [kN]	E _D [J]	F _P [kN]	E _D [J]	F _P [kN]	E _D [J]	F _P [kN]	E _D [J]
MED	11,55	8,43	16,88	23,79	6,12	2,62	53,68	179,86	14,97	18,29
σ	7,07	32,53	6,73	24,89	19,49	94,19	9,61	65,08	17,37	111,82
Min	3,70	0,85	2,90	1,46	2,58	0,59	42,21	91,71	3,84	0,71
Max	31,60	133,27	32,49	107,63	48,27	194,19	65,00	272,33	57,93	349,16

Auch die normierten Größen, Fragmentierungsenergie bezogen auf Volumen oder Masse, bestätigen diesen Trend, eine hohe spezifische Zerstörungsarbeit von im Mittel 1,4 MPa für die Proben des Gabbros, niedrige spezifische Zerstörungsarbeit für Marmor 0,1 MPa und Kalkstein 0,17 MPa. Die Streuung für Marmor verringert sich durch die Normierung (siehe Abbildung 16).

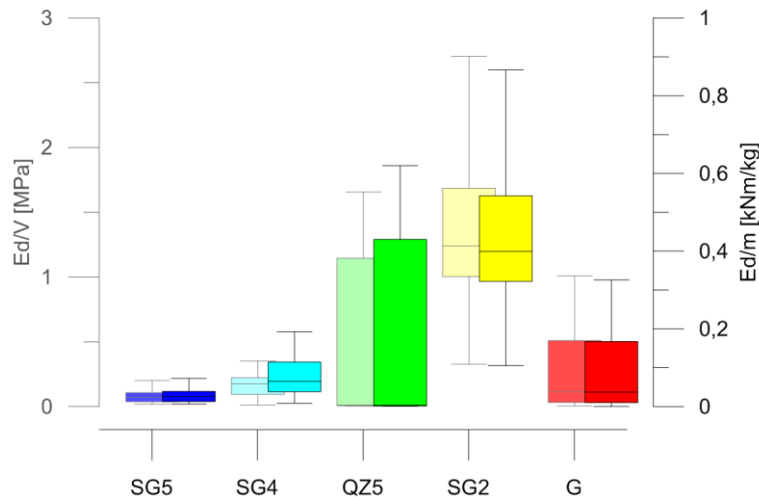


Abbildung 16: Fragmentierungsenergie pro Volumen (transparent) und Fragmentierungsenergie pro Masse (schwarz) aller getesteten Lithologien SG5 Marmor, SG4 Kalkstein, QZ5 Quarzit, G Gneis, SG2 Gabbro.

5.2.2.2 Vergleich der Probengröße

Um gezielt den Einfluss der Probengröße zu bestimmen werden 28 gültiger Versuche der Marmorproben SG5 mit gleicher Form herangezogen. Verwendet, werden tabulare Proben mit den gleichen Seitenverhältnissen und Volumen von rund 110 cm^3 bzw. 180 cm^3 . Das Volumen der größeren Proben entspricht daher rund 164% des ursprünglichen. Die gemessenen Kräfte, Energien und ermittelte spezifische Zerstörungsarbeit sind in Abbildung 17 dargestellt. Größere Proben nehmen mit rund 149% höhere Kräfte auf und erfordern geringfügig mehr Energie zur Fragmentierung, rund 121% (Abbildung 17).

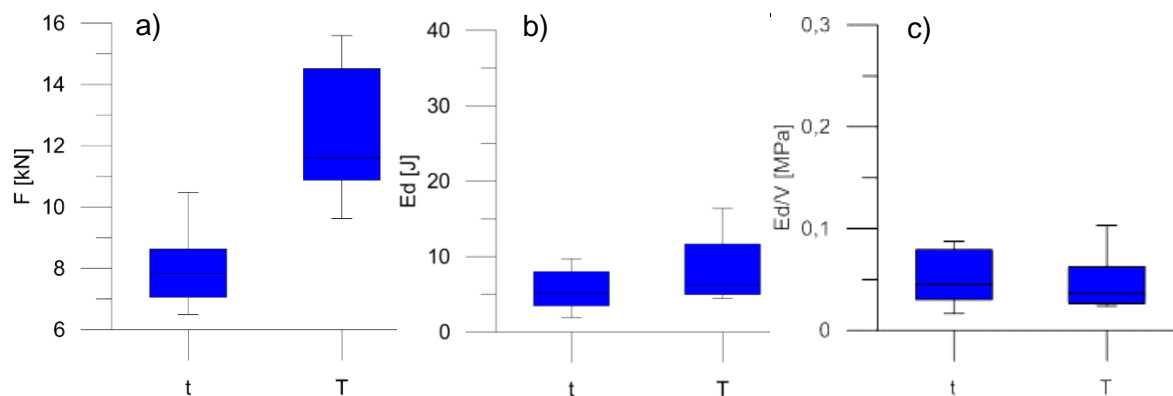


Abbildung 17: Bruchkraft (a), Fragmentierungsenergie (b) und spezifische Zerstörungsarbeit (c) für tabulare Proben mit $t \sim 110 \text{ cm}^3$ und $T \sim 180 \text{ cm}^3$

Auch der Gesamtvergleich aller Proben unterschiedlicher Formen zeigt eine Zunahme der nötigen Fragmentierungsenergie mit dem Volumen. Der (linear) ansteigende Trend ist bei den Lithologien Marmor und Kalkstein am deutlichsten erkennbar (siehe Abbildung 18a). Für die Lithologien Gneis, Quarzit und Gabbro konnte er aufgrund der großen Streuung und geringen Anzahl an Versuchen nicht eindeutig festgestellt werden, das zeigt sich auch durch die, auf das Probenvolumen normierte spezifische Zerstörungsarbeit (Abbildung 18b). Marmor und Kalkstein folgen einer annähernd konstanten Funktion, während für die anderen Lithologien hier kein Trend feststellbar ist.

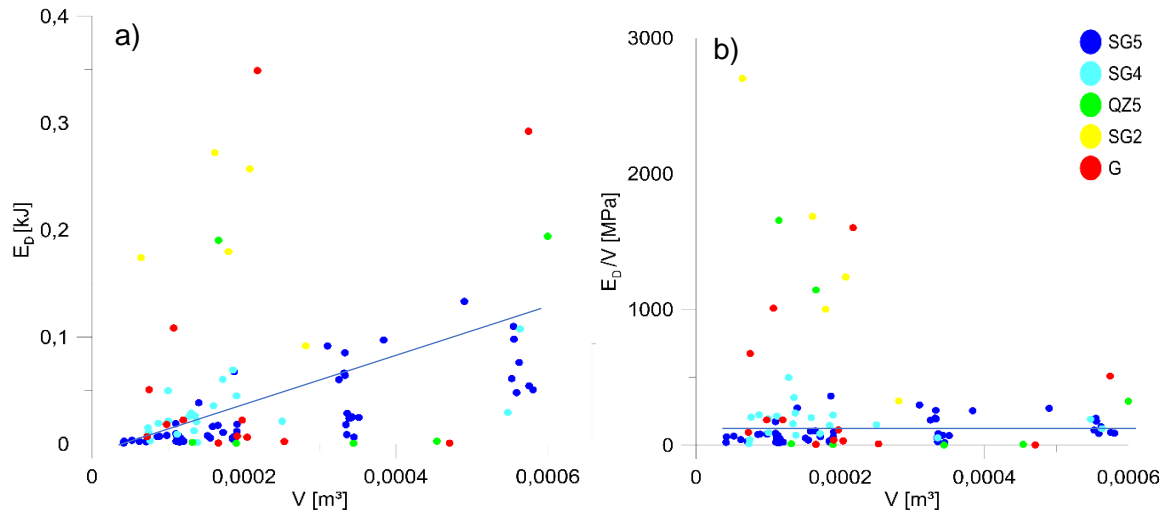


Abbildung 18: Zusammenhang zwischen Fragmentierungsenergie und Probenvolumen (a) und spezifischer Zerstörungsarbeit und Probenvolumen (b), die unterschiedlichen Lithologien sind dabei farblich gekennzeichnet. Die blaue Linie kennzeichnet den linearen bzw. konstanten Trend für die Lithologien SG5 und SG4.

5.2.2.3 Vergleich der Vorschubgeschwindigkeit

Anhand der Lithologie Kalkstein und 20 gültiger Versuche werden die Auswirkungen von zwei verschiedenen Vorschubgeschwindigkeiten verglichen, 5 mm/min ($\approx 0,0003$ km/h) und 50 mm/min ($\approx 0,003$ km/h). Die höhere Geschwindigkeit entspricht hier 1000% der geringeren. Wie in Abbildung 19 ersichtlich, führen höhere Vorschubgeschwindigkeit zu erhöhten Bruchkräften mit rund 148% und einer deutlich größeren Fragmentierungsenergie mit rund 280%.

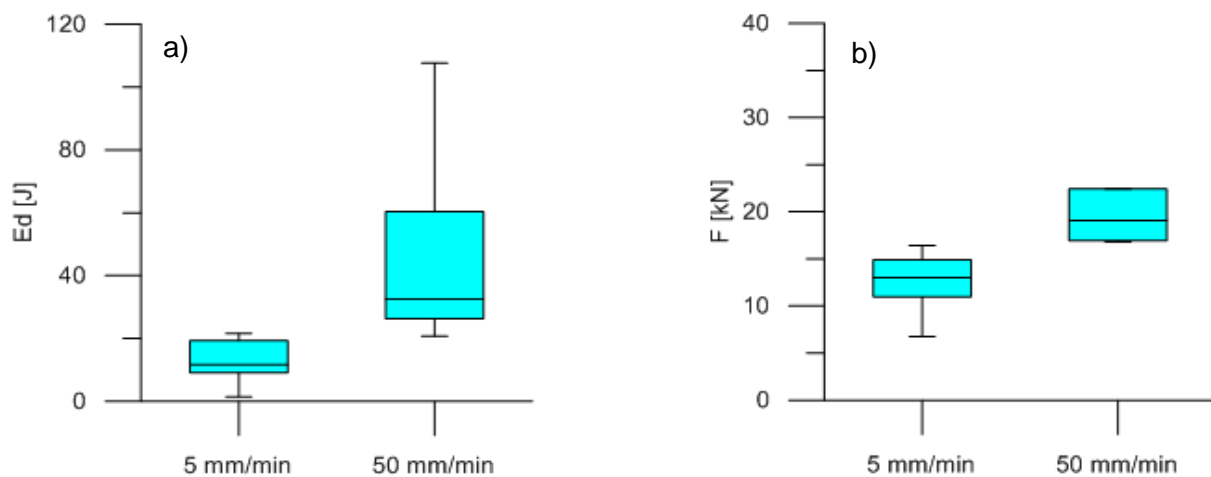


Abbildung 19: Bruchkraft (a) und Fragmentierungsenergie (b) für die Vorschubgeschwindigkeiten 5 mm/min und 50 mm/min.

5.2.2.4 Vergleich der Probenform

Anhand 29 gültiger Versuche der Lithologie Marmor SG5 werden die Auswirkungen der Probenform verglichen. Die Ergebnisse zeigen für die kubische Form die höchsten Bruchkräfte und höhere Fragmentierungsenergien, für tabulare Formen die niedrigsten. Da die verschiedenen Probenformen jedoch mit unterschiedlichen Probenvolumina getestet wurden können Einflüsse durch die veränderte Probengröße nicht ausgeschlossen werden. Ein Vergleich wird daher anhand der spezifischen Zerstörungsarbeit durchgeführt siehe Abbildung 20. Die höhere Streuung für irreguläre Proben wird auf die größere Anzahl getesteter Proben zurückgeführt.

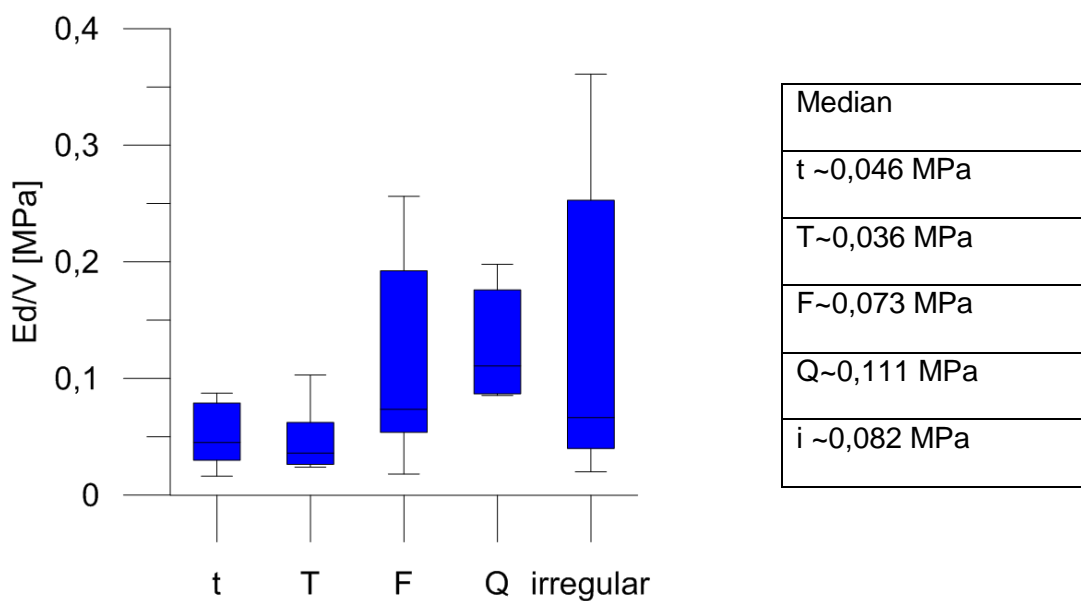


Abbildung 20: Vergleich der spezifischen Zerstörungsarbeit für die Probenformen tabular, flach, kubisch und irregulär mit den jeweiligen Medianen.

5.2.2.5 Interpretation

Es hat sich gezeigt, dass die untersuchten Parameter Bruchkraft, Fragmentierungsenergie und spezifische Zerstörungsarbeit auf die Variation aller Testgrößen sensibel reagieren. Die drei untersuchten Parameter zeigen dabei jeweils ein vergleichbares Verhalten. Die Abhängigkeit von Lithologie, Probenvolumen und Vorschubgeschwindigkeit konnte bestätigt werden. Eine Erhöhung der Fragmentierungsenergie ist dabei immer in Relation zur Erhöhung der Testgröße zu sehen.

Die Untersuchungen der Einflüsse der Probenform sind fraglich. Da sich die Lasteinleitungspunkte zentrisch zur Probe befanden kam es nicht zum Auftreten eines Biegemoments, wodurch keine von der Probenform abhängigen unterschiedlichen Hebel wirkten und große Einflüsse ausblieben.

Ein eindeutiger Einfluss konnte durch die Vorschubgeschwindigkeit festgestellt werden. Auch ist die Fragmentierungsenergie jedenfalls eine Lithologie spezifische Größe, was allein durch die Härte unterschiedlicher Minerale und das Auftreten unterschiedlicher Trennflächen begründet ist. Am meisten Bedeutung wird aber dem Einfluss der Probengröße zu geschrieben. Mit zunehmendem Probenvolumen ist eine stärkere Streuung der Fragmentierungsenergie zu beobachten. Das wird auf den sogenannten Scaling Effekt zurückgeführt, einem auch in anderen Fragestellungen beobachteten Phänomen, das darauf zurück zu führen ist, dass in einem natürlichen Material wie Gestein, bei kleinen Probengrößen andere oder weniger Inhomogenitäten und Anisotropien erfasst werden als bei großen. So sind im Zentimeter Maßstab Inhomogenitäten durch die Mineralkörner, Korngrenzen und Mikrorisse bedeutend, während bei Proben im Meterbereich beispielsweise Klüfte miterfasst werden und im Maßstab von mehreren zehner Metern eventuell Störungen auftreten können. Die Unschärfen durch dieses Phänomen im Zusammenhang mit Steinschlagereignissen wurden von Ferrero et al. (2016) ausführlich beschrieben und spielen bis zum Erreichen eines Repräsentativen-Elementar-Volumens eine bedeutende Rolle. Da die maximal getestete Probengröße in den durchgeführten Laborversuchen rund 600 cm^3 betrug und keine wiederholbaren Ergebnisse erreicht werden konnten, ist davon aus zu gehen, dass das Repräsentative-Elementar-Volumen nicht erreicht wurde.

5.2.2.6 Extrapolation der Fragmentierungsenergie

Aufgrund der hohen Anzahl an Tests und dem eindeutigen Trend lässt sich die Abhängigkeit der Fragmentierungsenergie zum Probenvolumen am besten am Beispiel des Marmors SG5 darstellen. Die Fragmentierungsenergie nimmt mit steigender Probenmasse zu. Mit Hilfe der 10% Quantile und 90% Quantile wurde versucht, den minimalen und maximalen Bereich, welche die Fragmentierungsenergie unter Berücksichtigung der natürlichen Streuung einnehmen kann, einzugrenzen. Dafür wurden drei Bereiche mit größerer Datendichte gewählt [0,2-0,4; 0,4-0,6; 0,8-1,0]. Der Trend aller Messergebnisse kann mit einer einfachen linearen Funktion in ausreichender Näherung beschrieben werden ($R^2=0,5649$). Um den Bereich zu bestimmen in dem die Fragmentierungsenergie für Sturzblöcke mit höherer Masse (bis zu 10 t) mit hoher Wahrscheinlichkeit zu erwarten ist wird eine Extrapolation der im Labor bestimmten Fragmentierungsenergien vorgenommen (siehe Abbildung 21). Dazu werden die Funktionen für ED_{\max} , ED_{mitt} und ED_{\min} herangezogen. Die Gleichungen für die Berechnung ergeben sich durch die jeweiligen Geradengleichungen. Der Multiplikationsfaktor für die minimale Fragmentierungsenergie ergibt sich aus der Gleichung der 10 % Quantile, der Faktor für die maximale Fragmentierungsenergie aus der Gleichung der 90 % Quantile und der Faktor für die mittlere Fragmentierungsenergie aus der Regressionsgeraden.

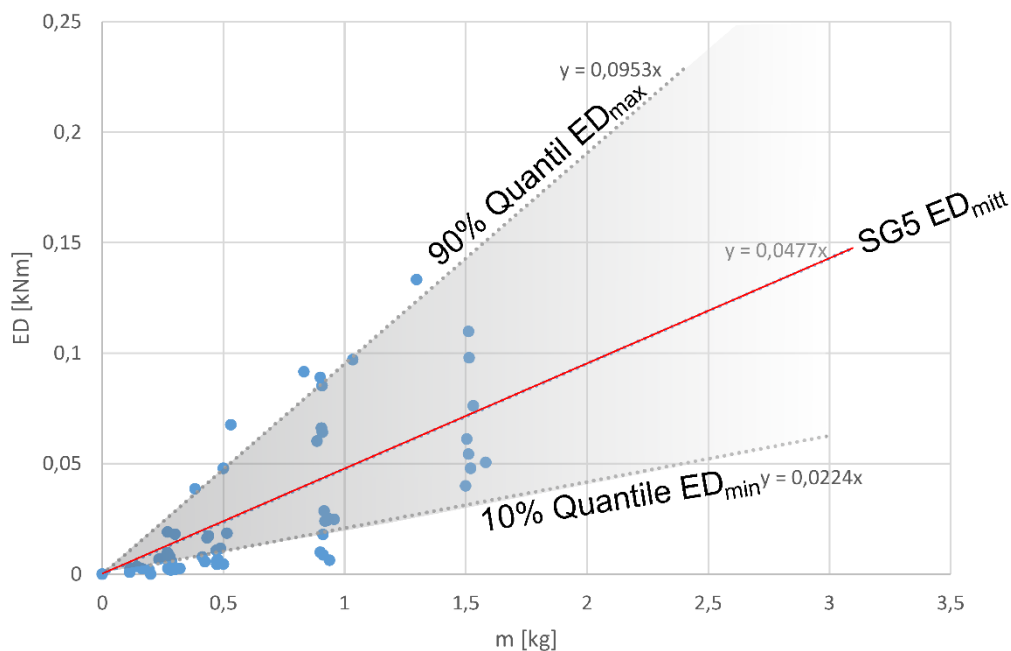


Abbildung 21: Zunahme der Fragmentierungsenergie mit der Probenmasse nach einer linearen Funktion.

Für die numerische Simulation zur Ermittlung der Sturzblockfragmentierung und deren Einfluss auf den Verlauf der Sturzbahn (Kapitel 6) wurde die jeweilige minimalen mittleren und maximalen Fragmentierungsenergien für fünf verschiedene Sturzblöcke mit realistischen Größen extrapoliert (Tabelle 7).

Tabelle 7: Ergebnisse der extrapolierten Fragmentierungsenergie für fünf Probenmassen

Masse [kg]	$E_{f_{\min}}$ [kJ]	$E_{f_{\text{mitt}}}$ [kJ]	$E_{f_{\max}}$ [kJ]
	Faktor	Faktor	Faktor
	0,0224	0,0477	0,0953
1	0,02	0,05	0,08
10	0,24	0,48	0,81
100	2,44	4,77	8,07
1000	24,40	47,70	80,70
10000	244,00	477,00	807,00

6 Steinschlagsimulationen

Seit den 1960er Jahren hat sich eine große Bandbreite an Berechnungsprogrammen und kommerzieller Software zur Steinschlagsimulation entwickelt, mit dem Ziel die Trajektorien von Sturzblöcken zu bestimmen und Vorhersagen über Reichweite, Sprunghöhe und Energie zu machen. Um Schwankungsbreiten zu berücksichtigen, werden zusätzlich Wahrscheinlichkeiten und statistische Variationen inkludiert.

Jede Art der Simulation basiert auf einer analytischen oder numerischen Kalkulation. Um sie zu ermöglichen, sind Vereinfachungen und idealisierte Annahmen nötig, die sich je nach Software unterscheiden. Eine grobe Einteilung der Programme kann anhand dieser Annahmen durchgeführt werden. Eine Übersichtstabelle einiger kommerzieller Anbieter und Programme ist bei Volkwein et al., (2011) oder Leine et al., (2014) aufgelistet.

6.1 Arten und deren Anwendung

Die einfachsten Simulationen basieren auf einem analytischen Modell. Die Topographie wird nach dem Prinzip des Fahrböschungswinkels (shadow angle approach) mit einer empirisch bestimmten Energielinie verschnitten (siehe Abbildung 22). Die Reichweite wird so ohne Berücksichtigung der physikalischen Interaktionsprozesse zwischen Sturzblock und Untergrund bestimmt (Bsp. CONEFALL, Heim et al., 1932; Scheidegger 1973; Erismann & Abele 2001; Jaboyedoff et al. 2005). Auch das Modell eines Pauschalgefälles arbeitet nach diesem Prinzip. Dazu wird ein hochauflösendes Höhenmodell benutzt. Mit Hilfe von Geografischen Informationssystemen (ArcGIS, QGIS) und der sehr konservativen Annahme, dass Hangbereiche mit einer Steilheit über 45° als Ablösebereiche wirken, können so großräumige Abschätzungen der Reichweite getroffen werden. Für die Reichweite wird ein Fahrböschungswinkel von 30° angenommen und durch Geländedaten (Schlagmarken, reliktsche Blöcke...) angepasst.

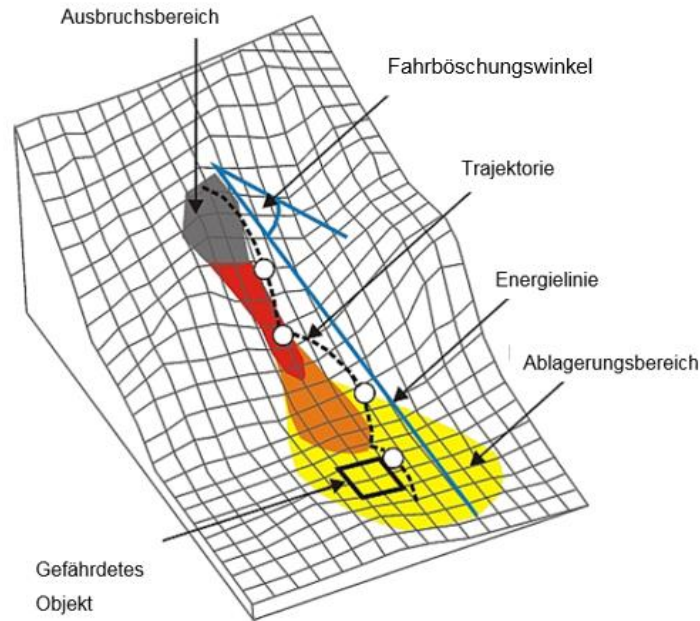


Abbildung 22: Bestimmung der Reichweite von Sturzblöcken nach dem Shadow angle approach (Energierlinie in blau) im Vergleich zu 2D Trajektorien und 3D gefährdeten Bereichen (modifiziert nach Volkwein et al 2011)

Bei numerischen Modellen wird, im Gegensatz dazu, die Interaktion von Sturzblöcken und Untergrund berücksichtigt und anhand von verschiedenen Bewegungsmechanismen dargestellt. Die Position eines Sturzblockes ist zu jeder Zeit bekannt und kann numerisch beschrieben werden (siehe Kapitel 3). Eine Einteilung in die vier bedeutendsten Bewegungsmechanismen kann wie folgt vorgenommen werden (siehe auch Abbildung 1):

- Rollen,
- Gleiten,
- Springen,
- freier Fall

Welche Art der Bewegung stattfindet, wird maßgeblich von der Hangneigung beeinflusst (Ritchie 1963). Das wird für die Definition von Grenzbedingungen für die Simulation herangezogen (Ritchie, 1963; Lied, 1977; Descoedres, 1997).

Die Interaktion zwischen Block und Hang beim Aufprall, kann im einfachsten Fall durch das Prinzip des elastischen Stoßes dargestellt werden. Der Rückprall ist dabei nur abhängig von der Geschwindigkeit v . Eine Abminderung der Energie des Sturzblockes erfolgt durch einen konstanten Faktor den Restitutionskoeffizienten c (coefficient of restitution).

$$v = v' c \quad (30)$$

Da es sich bei der Interaktion aber nicht um rein elastisches Verhalten handelt sondern zu plastischer Deformation kommen kann, ist dieser Faktor in der Realität unter anderem abhängig von der Geschwindigkeit, Masse der Sturzblöcke und den Untergrundeigenschaften und nach wie vor Gegenstand von Labor- (Statham, 1979; Azimi et al., 1982; Ujihira et al., 1993; Shibuya, 1997; Chau et al., 1998a, 1998b, 1999a, 1999b, 2002; Kawahara & Muro, 1999; Masuya et al., 2001; Heidenreich, 2004; Bourrier et al., 2012; Leine et al., 2014; Yuan et al., 2015) und Feldversuchen (Labiouse et al., 1996; Sato et al., 1996; Murata and Shibuya, 1997; Montani-Stoffel, 1998; Calvetti et al., 2005; Chikatamarla, 2007; Schellenberg, 2008). Zur Berücksichtigung plastischen Verhaltens gibt es detaillierte Modelle (Azimi et al., 1982; Falcetta et al., 1985; Ushiro et al., 2000).

Eine Einteilung der numerischen Simulationen, kann nach verschiedenen Kriterien vorgenommen werden.

6.1.1 Räumliche Dimension

2D Simulationsprogramme sind durch die beiden Achsen Distanz $x(t)$ und Höhe $z(t)$ gekennzeichnet. Die Sturzbahn verläuft entlang einer vom Benutzer definierter Profillinie. Sie wird entsprechend dem ungünstigsten Fall gewählt, also oft entlang der größten Hangneigung. Dazu ist Ortskenntnis und Fachwissen notwendig. Die Profillinie kann mit einfachen Mitteln digitalisiert werden, wie z.B. anhand von topografischen Karten. Die Geländeaufnahme erfolgt in großem Maßstab, die Geometrie wird mit Hilfe von Entfernung- und Hangneigungsmessung erfasst. Die Berechnung der Position erzielt eine hohe Genauigkeit und wird auch für die Dimensionierung von Schutzmaßnahmen eingesetzt.

2,5D Simulationen arbeiten mit einer Kombination aus zwei 2D Modellen. Mit Hilfe von einem Digital Terrain Model (DTM) wird eine Profillinie $s(t)$, $z(t)$ definiert. Ein weiteres Modell bestimmt die Trajektorie der Sturzblöcke entlang dieser vordefiniertes Profillinie und den beiden Achsen $x(s)$ und $y(s)$.

3D Modelle berechnen die Trajektorie eines Sturzblockes direkt für jeden Zeitschritt anhand von drei Raumachsen $x(t)$, $y(t)$, $z(t)$. Zusätzlich berücksichtigen manche Modelle auch die

Rotation des Sturzblockes mit weiteren drei Freiheitsgraden. Auch hier werden Digital Terrain Models als Datengrundlage genutzt. Sie werden mit Hilfe von Geräten zur optischen Entfernungsmessung wie beispielsweise Lidar erstellt. Die Geländeaufnahme erfolgt damit nicht nur für eine Profillinie, sondern den ganzen Projektbereich mit hoher Auflösung, was einen höheren Zeitaufwand zur Folge hat. Durch den ausgedehnten Bereich können dafür auch die laterale Verbreitung und Effekte durch laterale Inhomogenität wie etwa die Kanalisierung von Felssturzmassen in Rinnen ausreichend erfasst werden. Sie führen beispielsweise zu einer Ablenkung von Sturzblöcken quer zur Falllinie, dem sogenannten Flippereffekt (Ushiro et al., 2000).

6.1.2 Sturzblöcke

Die Eigenschaften der Sturzblöcke, Ausdehnung, Form und Masse werden, je nach Modell, in verschiedenem Umfang berücksichtigt. Dazu sind unterschiedliche kinematische Ansätze notwendig.

Punktmasse (Lumped mass): Es gelten die Annahmen, dass sich die gesamte Masse des Sturzblockes am Mittelpunkt eines infinit kleinen Körpers konzentriert. Der Luftwiderstand während des Sturzes kann daher vernachlässigt werden und die Newton'schen Gesetze der Mechanik gelten. Die Form der Sturzblöcke wird vernachlässigt. Eine Rotationsgeschwindigkeit kann daher auch nicht berücksichtigt werden (Ritchie, 1963; Piteau & Clayton, 1976; Stevens, 1998; Guzzetti et al., 2002).

Starrkörper (rigid body): Der Sturzblock wird in Form eines ausgedehnten Körpers behandelt. Auswirkungen der Blockform und Rotationsgeschwindigkeit auf den Bewegungsmechanismus können berücksichtigt werden. Dazu sind ausreichend detaillierte Informationen über die Untergrundform notwendig und der Einsatz einer Oberflächenrauigkeit (Cundall, 1971; Descoedres & Zimmermann, 1987; Azzoni & de Freitas, 1995; Chau et al., 2003). In Kombination mit Haft- und Gleitreibung ist die Rotationsgeschwindigkeit entscheidend, ob Gleiten oder Rollen stattfindet. Komplexere Modelle erlauben, dass Form und Abmessungen der Sturzblöcke vom Benutzer vorgegeben werden. Mit Hilfe von vordefinierten Formen und Achsverhältnissen, oder durch die detaillierte Erfassung der Sturzblöcke mittels Laserscan. Hier wird zusätzlich das Trägheitsmoment der Sturzblöcke berücksichtigt (Giani, 1992; Chen et al., 2013).

Beide Arten von Modellen gehen von einer konstanten Masse der Sturzblöcke während des Sturzprozesses aus und vernachlässigen Masseverluste. Auch wird von linear elastischem Verhalten ausgegangen. Plastische Deformation bleibt unberücksichtigt oder wird mit Hilfe von konstanten Skalierungsfaktoren impliziert. Um Massenverluste oder die Interaktion von Sturzblöcken darzustellen sind andere Modelle notwendig. Sie finden hauptsächlich in der Modellierung von Fels und Bergstürzen Anwendung. Unterschieden werden hier kontinuumsmechanische Methoden (FEM) und diskontinuumsmechanische Methoden (DEM)

FEM: Bedeutend ist dieses Konzept für die Modellierung von Massenbewegungen mit geschwindigkeitsabhängigen Einflüssen und bei ausgeprägt plastischem Verhalten. Spannung und Dehnung werden berücksichtigt und die Eigenschaften der Sturzmasse in Form der Rheologie berücksichtigt (Hungr, 1995).

DEM: Das Materialverhalten wird durch eine Kontaktfunktion der Partikel angegeben, die deren Interaktion untereinander definiert. Sobald Partikel überlappen werden Kontaktkräfte wirksam. Sie sind durch die Eigenschaften der Sturzblöcke festgelegt wie beispielsweise das Steifemodul (Beispiel particle flow code PFC 5.0; Cundall & Strack, 1979). Versuche zur Simulation von Steinschlagprozessen unter Berücksichtigung der Fragmentierung wurden mit Hilfe der Methode bereits vorgenommen (Lin et al., 1996; Wang & Tonon, 2011; Jaboyedoff, et al., 2005; Chen et al., 2013; Agliardi & Crosta, 2003). Die Entwicklung einer anwenderfreundlichen Benutzeroberfläche und eine Markteinführung erfolgten bisher noch nicht (Stand 2017).

6.1.3 Kritik

Der erste Schritt einer Steinschlagsimulation entspricht einer inversen Modellierung. Dabei werden aus beobachtbaren Ergebnissen, wie zum Beispiel Schutthalden, Schlagmarken oder aktuellen Steinschlagereignissen, Rückschlüsse auf die internen Prozesse gezogen. Für die Parameter dieser Prozesse können zu Beginn nur grobe Bereiche abgeschätzt werden, wie zum Beispiel die Dämpfungseigenschaften des Untergrundes. Sie werden durch die inverse Modellierung und anhand von Kalibration genauer bestimmt. Darauf aufbauend, kann eine Vorwärtsmodellierung erfolgen und Prognosen für zukünftige Ereignisse abgegeben werden.

Eine hohe Anzahl an Parametern erhöht zwar die Übereinstimmung zwischen Beobachtungen im Feld und Modell, aber nicht die Prognosegenauigkeit (Hill & Tiedeman 2006) (Abbildung 23). Es sollten daher nur gut bestimmbar Eingangparameter verwendet werden, die voneinander unabhängig sind.

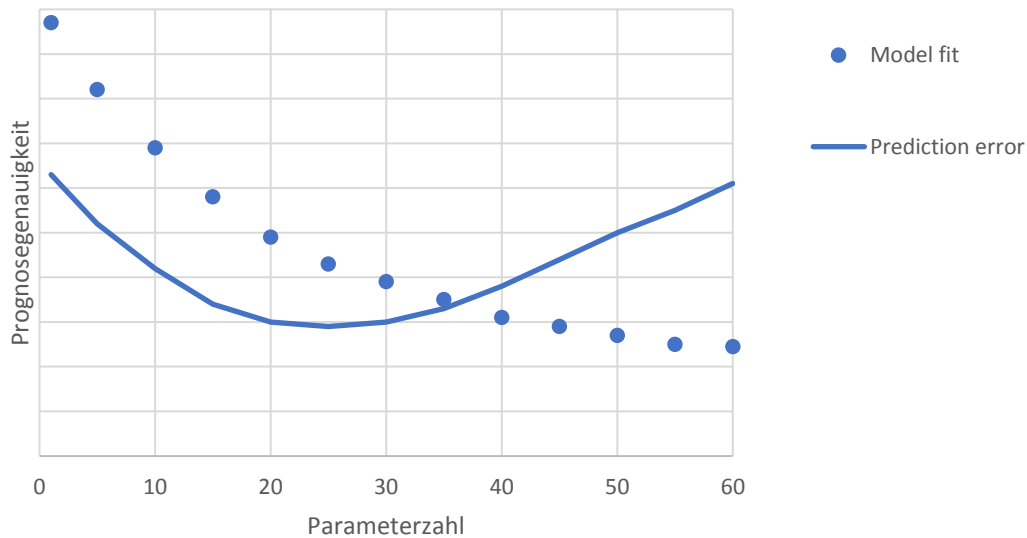


Abbildung 23: Abhängigkeit der Prognosegenauigkeit und der Kalibrationsgenauigkeit von der Anzahl der Modellparameter (modifiziert nach Hill & Tiedermann, 2006)

Für Benutzer ist die objektive Ermittlung der Eingangparameter eingeschränkt (Zwack 2013). Sie stammen aus der Erfassung im Gelände sofern möglich, oder Hersteller/Literaturangaben. Anhand der verschiedenen Ergebnisse aus verschiedenen Modellen für den gleichen Standort, oder durch verschiedene Anwender für ein und denselben Standort zeigt sich, dass die Zuverlässigkeit von Steinschlagsimulationen immer noch verbesserungswürdig ist. (Dorren et al., 2007; Labiouse, 2004; Labiouse et al., 2001).

Allein die Wahl der Dimension des Modells kann zu Abweichungen führen. Wird mit 2D Modellen gearbeitet und es kommt zu unberücksichtigten 3D Effekten kann das zu unrealistisch hohen Sprunghöhen und überschätzten Reichweiten führen (Zwack, 2013). Durch den Flippereffekt verursachte ungewöhnlichen Trajektorien und Ablagerungsbereiche bleiben unberücksichtigt (Agliardi & Crosta 2003).

6.2 Beispiel

Für die Simulation wird das Programm RocFall v6.0 (RocScience, Inc.) verwendet. Das Programm findet aufgrund seiner Wirtschaftlichkeit auch in der Praxis verbreitet Anwendung. Es ist ein 2D Simulationsprogramm das auf einem Visual C++ 5.0 Algorithmus und der DEM basiert. Da es sich um die englischsprachige Programmversion handelt, werden nachfolgend die Originalbegriffe für die Werkzeuge und Einstellungen verwendet. Die Grundlagen zur Berechnung der Sturztrajektorien sind in Kapitel 3 erläutert. Hier soll noch einmal auf die idealisierten Annahmen hingewiesen werden, die zur mathematischen Repräsentation, wie sie von einem Programm genutzt werden, nötig sind.

Idealisierte Annahmen RocFall (Hill & Tiedeman, 2006; Stevens 1998):

- Jeder Sturzblock entspricht einem Partikel mit infinit kleiner Ausdehnung. Für die Modellierung der Trajektorie wird daher kein Luftwiderstand berücksichtigt.
- Dem Bewegungsalgorithmus für Gleiten liegt eine runde Blockform zu Grunde.
- Eine Berücksichtigung der Blockform ist seit der Überarbeitung 2016 und dem Update auf Version v6.0 möglich.
- Die Masse wird nur zur Bestimmung der kinetischen Energie genutzt nicht für den Bewegungsalgorithmus. Sie ist während der Simulation konstant.
- Es findet keine Interaktion der Blöcke unter einander statt.
- Die Parabolische Flugbahn durch die Luft basiert auf der Erdbeschleunigung

6.2.1 Grenzbedingung und Gleichungen

Die numerische Beschreibung der Bewegungsmechanismen, welche in RocFall Verwendung findet, ist in Stevens (1998) erläutert. Welcher Bewegungsmechanismus stattfindet, ist durch Grenzbedingungen definiert. Der Bewegungsmechanismus Springen beispielsweise benötigt eine gewisse Startgeschwindigkeit.

Die Gleichungen für die Position des Sturzblockes, entsprechen Gleichung 5 und 6 wie sie bereits im Kapitel 3 beschrieben wurden. Der Hang wird in Form eines Linienelementes und seiner x und y Koordinaten beschrieben. Der Verschnitt der Sturztrajektorie mit dem Hang führt

zu einer quadratischen Gleichung. Wird diese gelöst, kann der Schnittpunkt bestimmt werden. Das kennzeichnet den Ort des Aufpralls.

Wird die Startgeschwindigkeit (v_{\min}) für den Bewegungsmechanismus Springen unterschritten, kommt es zum Bewegungsmechanismus Gleiten, oder, wenn v_{\min} gleich 0 ist, zum Stillstand. Der Bewegungsmechanismus Gleiten ist abhängig von den Grenzbedingungen Hangneigung und Reibungswinkel und der initialen Geschwindigkeit in Richtung tangential zum Hang. Das Verhältnis von Hangneigung θ und Reibungswinkel ϕ beschreibt ob es zu einer Zu- oder Abnahme der Geschwindigkeit des Sturzblockes kommt.

$$\theta = \phi \quad v_1 = v_0$$

$$\theta > \phi \quad v_1 > v_0$$

$$\theta < \phi \quad v_1 < v_0$$

Rollen findet statt, wenn die Haftreibung nicht überschritten wird, aber eine ausreichende initiale Geschwindigkeit in Richtung tangential zum Hang vorhanden ist.

6.2.2 Wahrscheinlichkeitsanalyse und Statistische Verteilung

Manche Parameter sind nicht genau bekannt, oder schwer zu bestimmen. Die zu erwartende Bandbreite kann aber durchaus realistisch abgeschätzt werden. Durch den geringen Rechenaufwand einer Simulation ist es möglich, eine Variation der Parameter nach dem Zufallsprinzip innerhalb dieser vorgegebenen Grenzen aus zu führen und die Ergebnisse einer statistischen Auswertung zu unterziehen. Um eine statistisch aussagekräftige Auswertung zu ermöglichen, werden jeweils 500 Blöcke simuliert. Zeigen die Ergebnisse eine Normalverteilung oder Logarithmische-Normalverteilung können sie durch eine Verteilungsfunktion approximiert werden. Die Bestimmung von Quantilen ist zulässig (Hedderich & Sachs, 2016). Es erfolgt zusätzlich eine stichprobenartige Kontrolle des Bewegungsmechanismus auf seine Plausibilität mit dem Werkzeug „*animate path*“ das den Fall eines Sturzblockes in Form eines Videos darstellt.

6.2.3 Kalibration

Zur Überprüfung der einzelnen Programmeinstellungen werden Extremfälle simuliert und auf realistische Bewegungsmechanismen kontrolliert. Dazu wird eine einfache Hanggeometrie

gewählt. Beim freien Fall eines runden Sturzblockes auf eine ebene Fläche kann die Auswirkung der Materialparameter (Dämpfung und Reibung) getestet werden. Der Sturzblock wird dabei als ausgedehnter Körper (*rigid body*) angenommen. Die maximale Bandbreite der Eingabeparameter liegt zwischen 0 und 1. Ohne Dämpfung und Reibung ist zu erwarten, dass ein Sturzblock abprallt und auf die Ausgangshöhe zurückgeschleudert wird, dieser Vorgang würde sich unendlich wiederholen. Da in diesem Fall die Laufzeit und Iterationsschritte des Programmes überschritten werden, ist dieser Fall nicht darstellbar. Mit einem sehr geringen Dämpfungs- und Reibungskoeffizienten zeigt sich annähernd das erwartete Bild. Mit dem maximalen Dämpfungs- und Reibungskoeffizienten bleiben Sturzblöcke nach dem Fall am Aufschlagpunkt liegen.

Da in der Natur Sturzblöcke mit einem ungleichen Längen zu Breitenverhältnis zu erwarten sind, werden auch elliptische Sturzblöcke getestet. Sie prallen auf einer ebenen Fläche auch bei hoher Dämpfung und Reibung „nach rechts“ ab. Bei Sturzblöcken mit einer geringeren Masse sind die Trajektorien flacher, die Reichweiten höher und die Sprunghöhen geringer (Abbildung 24a). Sturzblöcke mit höherer Masse springen im Gegensatz dazu unnatürlich hoch (Abbildung 24b). Mit der Programmeinstellung *Scale coefficient of normal restitution by mass* lassen sich realistischere Trajektorien erzielen (Abbildung 24c).

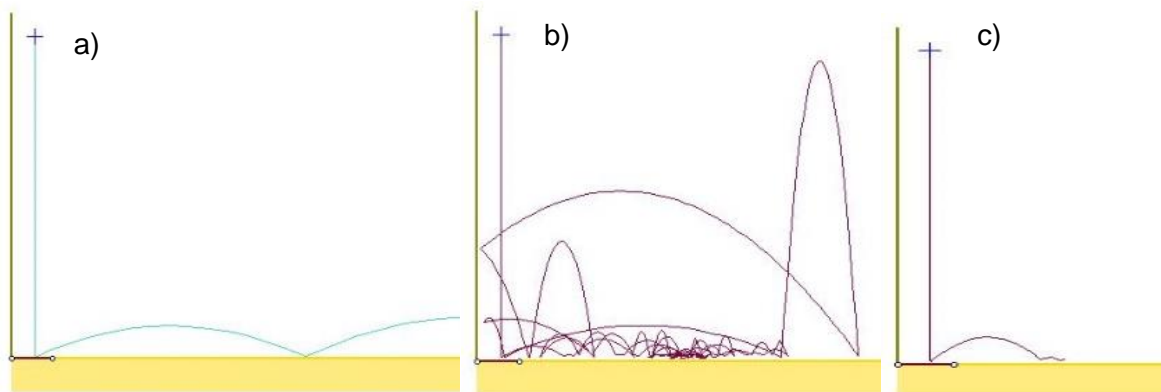


Abbildung 24: (a) Sturzblock mit einer Masse von 1 kg, Dämpfungs- und Reibungskoeffizienten 0,99 der auf einer ebenen Fläche aufprallt. (b) Sturzblock mit einer Masse von 100 kg Dämpfungs- und Reibungskoeffizienten 0,99. (c) Sturzblock mit einer Masse von 100 kg Dämpfungs- und Reibungskoeffizienten 0,99 und Skalierungsfaktor *scale by mass* = 1

Die Trajektorien für eine Stichprobe mit einer Anzahl von 500 Sturzblöcken beinhalten aber immer noch einige unrealistische Sprunghöhen und Reichweiten die sich auf die Gesamtergebnisse signifikant auswirken.

Kennwerte für Dämpfungs- und Reibungskoeffizienten verschiedener Materialien werden in Stevens, (1998); Guzzetti et al., (2002) und Scioldo (2006) dargestellt. Für das Beispiel wird als Untergrundmaterial Festgestein mit folgenden Dämpfungseigenschaften gewählt (Tabelle 8).

Tabelle 8: Für die Steinschlagsimulation eingesetzte Dämpfungseigenschaften

Dämpfung	Wert
Normal	0,35
Tangential	0,85
Gleitreibung	0,50
Haftreibung	0,15

Die Parameter werden vom Programm entsprechend einer Normalverteilung mit der Standardabweichung 0,02-0,04 variiert.

Es werden zwei Simulationen mit der gleichen Geometrie und Materialparametern erstellt, eine für die Modellierung der Trajektorien der Gesamtblöcke, eine für die Simulation der Sturzbahn der Fragmente. Die Geometrie ist in Abbildung 25 dargestellt. Um den freien Fall der Sturzblöcke zu simulieren, wird der Ablösebereich der Gesamtblöcke in 1 m Entfernung zur Felswand festgelegt. Die Sturzhöhe beträgt insgesamt 20 m. Der freie Fall erfolgt aus 14 m über einer 30° geneigten Fläche. Der Punkt des Aufpralls wird durch die Modellierung der Trajektorien der Gesamtblöcke ermittelt und als Ablösebereich für die Simulation der Fragmente genutzt.

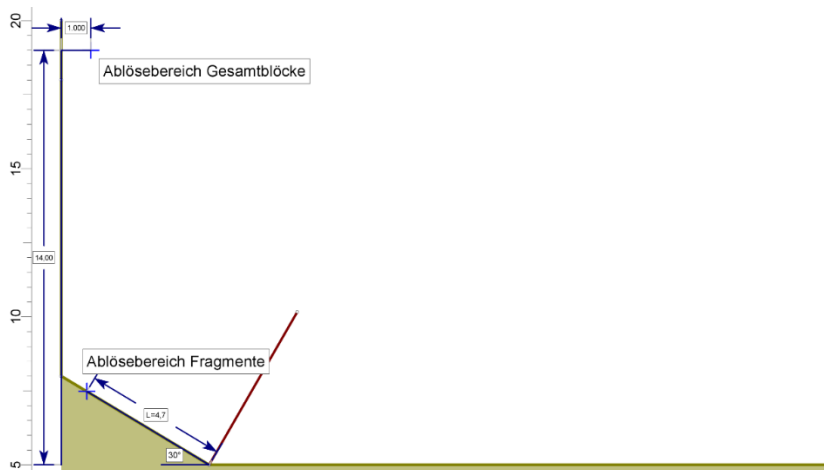


Abbildung 25: Geometrie der Sturzbahn, die Ablösebereiche sind mit einem blauen x markiert.

Die Ergebnisse der kinetischen Energie beim Aufschlag der Gesamtblöcke werden um die Fragmentierungsenergie reduziert (vgl. Kapitel 5.2.2.6).

$$E_{kin,Fragmente} = E_{kin,Gesamt} - E_F \quad (31)$$

Daraus wird mit Hilfe der Masse m , die Startgeschwindigkeit der Fragmente errechnet.

$$v = \sqrt{\frac{2 E_{kin,Fragmente}}{m}} \quad (32)$$

Durch die Fragmentierung entsteht eine höhere Anzahl kleinerer Sturzblöcke. Durch die Fragmentierung muss die Anzahl der Fragmente zumindest 2 betragen, es wird das vereinfachte Szenario einer Halbierung des Gesamtblockes angenommen.

Um den Vektor der Startgeschwindigkeit nach der Fragmentierung fest zu stellen, wird die Simulation der Gesamtblöcke genutzt. Die Masse der Sturzblöcke wird auf die der Fragmente angepasst, zusätzlich wird ein Collector installiert und aus der jeweiligen Trefferhöhe, der minimale und maximale Absprungwinkel α der Blöcke nach dem Aufprall bestimmt (Abbildung 26). Die Länge L kann direkt in Rockfall gemessen werden und beträgt rund 4,7 m.

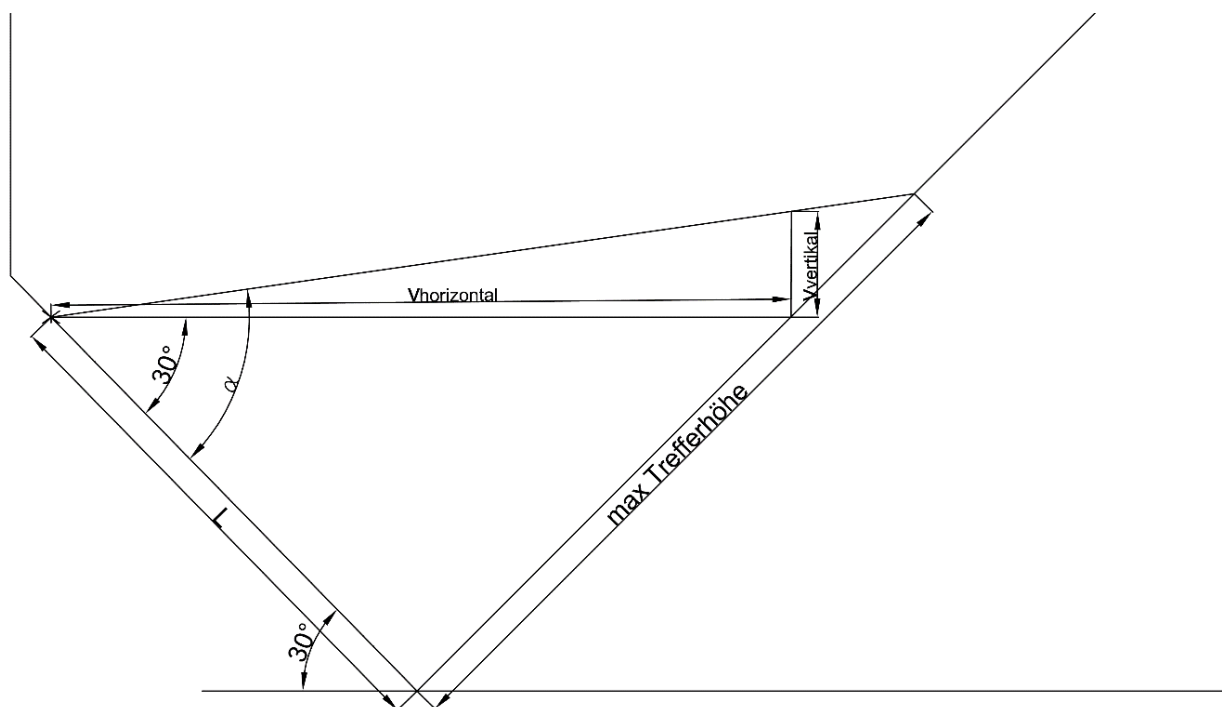


Abbildung 26: Berechnung des Trefferwinkels.

Da für die Blöcke mit unterschiedlicher Masse der Absprungwinkel variiert, wird der insgesamt festgestellte minimale und maximale Absprungwinkel berechnet. Der minimale Winkel entspricht der Hangneigung. Der maximale Winkel wird mit Hilfe der Trefferhöhe die am *Collector* abgelesen werden kann, geometrisch bestimmt (Gleichung 33).

$$\tan \alpha = \frac{\text{Trefferhöhe}}{L} \quad (33)$$

Mit Hilfe des Absprungwinkels wird für die Simulation der Fragmente der Vektor der Startgeschwindigkeit ($v_{\text{horizontal}}$, v_{vertikal} , Gleichungen 34 und 35) berechnet und als Startbedingung für die Fragmente festgelegt.

$$v_{\text{horizontal}} = v \cos(\alpha - 30) \quad (34)$$

$$v_{\text{vertikal}} = v \sin(\alpha - 30) \quad (35)$$

Der Betrag der Startgeschwindigkeit v wird dabei aus der maximalen kinetischen Energie beim Aufprall berechnet (Gleichung 36). Sie wird durch die Simulation der Gesamtblöcke bestimmt. Die interpolierte Fragmentierungsenergie für die entsprechende Masse wird abgezogen.

$$v = \sqrt{\frac{2(E_{\text{kin}} - E_f)}{m}} \quad (36)$$

Mit dieser Startgeschwindigkeit und dem neuen Ablösebereich ist es möglich, die Simulation erneut zu starten. Die Ergebnisse für die Reichweite, Sprunghöhe und kinetische Energie werden jeweils für die Gesamtsturzblöcke und Fragmente dokumentiert. Zum Vergleich wird auch eine Simulation kleinerer Sturzblöcke durchgeführt, die sich vom originalen Ablösebereich lösen, aber der Masse der Fragmente entsprechen.

6.3 Simulationsergebnisse

Ob es bei Steinschlagereignissen zur Fragmentierung der Sturzblöcke kommt, hängt stark davon ab, ob die minimalen, maximalen oder mittleren Fragmentierungsenergien angesetzt werden. Unter Verwendung der minimalen Fragmentierungsenergie kommt es beispielsweise zur Fragmentierung aller Sturzblöcke von 1 kg bis 10000 kg. Wird die mittlere Fragmentierungsenergie für die Simulation angesetzt, kommt es erst ab einer Masse von 10 kg zur Fragmentierung. Das Ansetzen der maximalen Fragmentierungsenergie führt dazu,

dass in keinen Fällen die Fragmentierungsenergie überschritten wurde. Ein Überblick ist in Tabelle 9 dargestellt. Sturzblöcke die nicht fragmentieren sind in kursiv dargestellt.

Tabelle 9: Durch die Simulation am Aufschlagpunkt ermittelte kinetische Energie und Fragmentierungsenergien für Sturzblöcke gleicher Massen. Wird die Fragmentierungsenergie nicht überschritten kommt es zu keiner Änderung der Trajektorie, diese Fälle sind kursiv dargestellt.

Masse [kg]	$E_{\text{kin,max}}$ beim Aufschlag [kJ]	$E_{f_{\text{min}}}$ [kJ]	$E_{f_{\text{mitt}}}$ [kJ]	$E_{f_{\text{max}}}$ [kJ]
1	0,03	0,02	<i>0,05</i>	<i>0,08</i>
10	0,52	0,24	<i>0,48</i>	<i>0,81</i>
100	5,36	2,44	4,77	8,07
1000	53,87	24,40	47,70	80,70
10000	518,97	244,00	477,00	807,00

Die Simulationsergebnisse basieren daher auf einer Reduktion um die minimale oder mittlere Fragmentierungsenergie, wie sie durch Extrapolation in Kapitel (5.2.2.6) ermittelt wurden.

Verglichen wird, welche Auswirkungen durch die Reduktion um die minimale oder mittlere Fragmentierungsenergie zu erwarten sind und welchen Einfluss der Absprungwinkel hat. Außerdem werden die Trajektorien der Gesamtblöcke und Fragmente anhand der Parameter kinetische Energie, Reichweite und Sprunghöhe miteinander verglichen. Diese Parameter sollen hier kurz näher charakterisiert werden.

Um die Eintrittswahrscheinlichkeit fest zu stellen ist es notwendig auch die Wahrscheinlichkeit zu kennen mit der, eine bestimmte Reichweite, Sprunghöhe oder kinetische Energie erreicht wird. Daher werden diese Parameter üblicherweise in Quantilen angegeben. Da die bestimmten Parameter eine rechtsschiefe Verteilung zeigen (Abbildung 27) ist dies zulässig (siehe Kapitel 6.2.2 ; Preh et al., 2015; Hedderich & Sachs 2016).

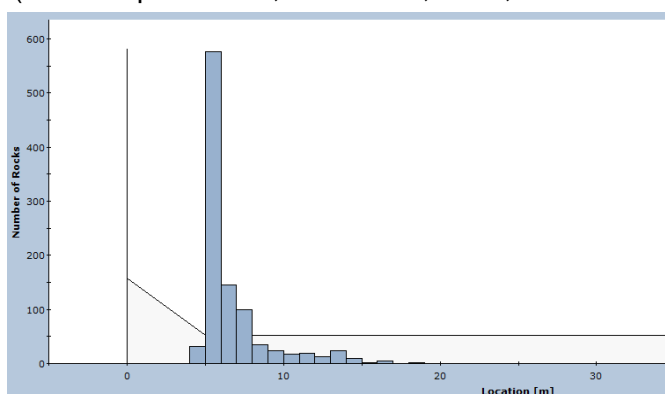


Abbildung 27: Rechtsschiefe Häufigkeitsverteilung für die Sturzblöcke mit einer Masse von 50 kg, getestet wurde eine Anzahl von 1000 Sturzblöcken.

Für die, bei der Bemessung von Schutzmaßnahmen werden üblicherweise die 99% Quantile der kinetischen Energie angesetzt. Zusätzlich werden hier auch die jeweils maximalen und medianen, im Zuge des Sturzprozesses entlang der Sturzbahn auftretenden kinetischen Energien verglichen, da sich beide Verläufe im räumlich verteilten Auftreten der Spitzenwerte entlang der Sturzbahn stark unterscheiden (Abbildung 28) und einige als unrealistisch hoch eingestufte Sprunghöhen für große Blöcke beobachtet wurden. Außerdem ist hier, anders als bei Simulationen zur Bemessung von Schutzmaßnahmen kein bestimmter Gefahrenbereich definiert, der untersucht wird.

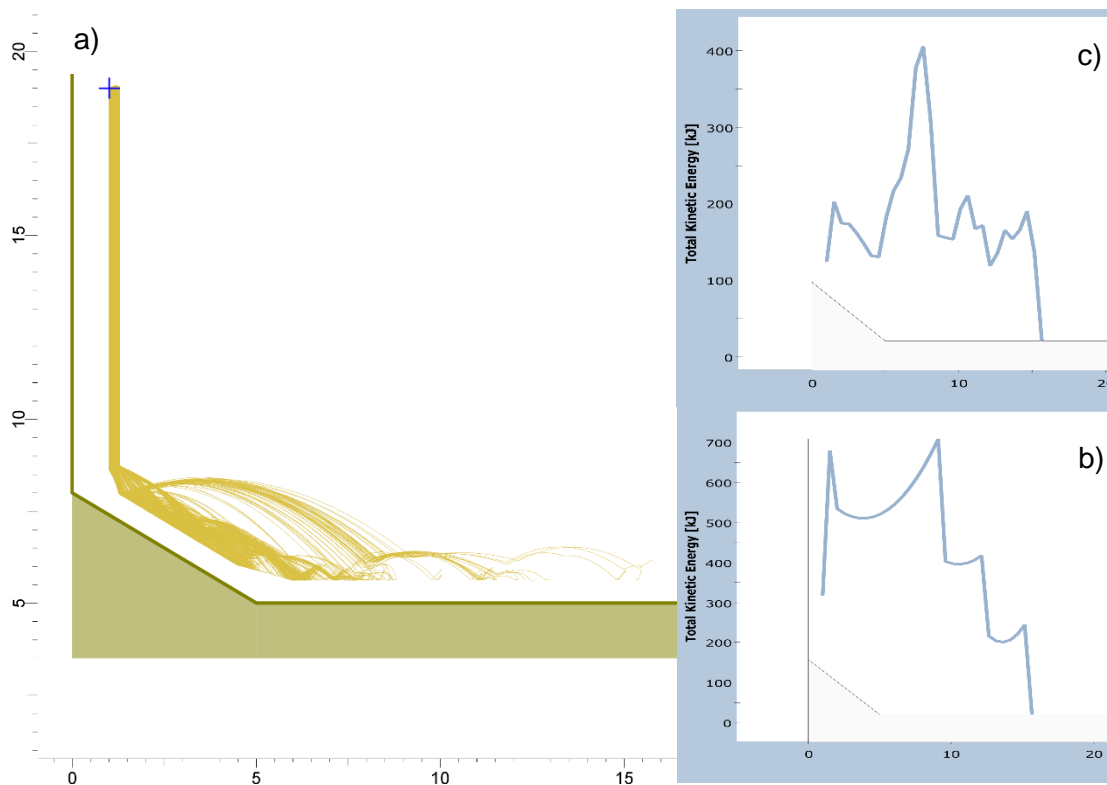


Abbildung 28: Trajektorien für 500 Sturzblöcke mit einer Masse von 10 t (a), Profil der Verteilung der maximalen kinetischen Energie entlang der Sturzbahn (b) und der medianen kinetischen Energie (c) entlang der Sturzbahn.

Die maximale und mediane kinetische Energie kann schon allein für die untersuchten Gesamtblöcke (mit Massen 0,5 kg bis 10 t) bis zu 62 % abweichen. Stärkere Abweichungen treten v.a. bei kleineren Sturzblöcken auf (Abbildung 29).

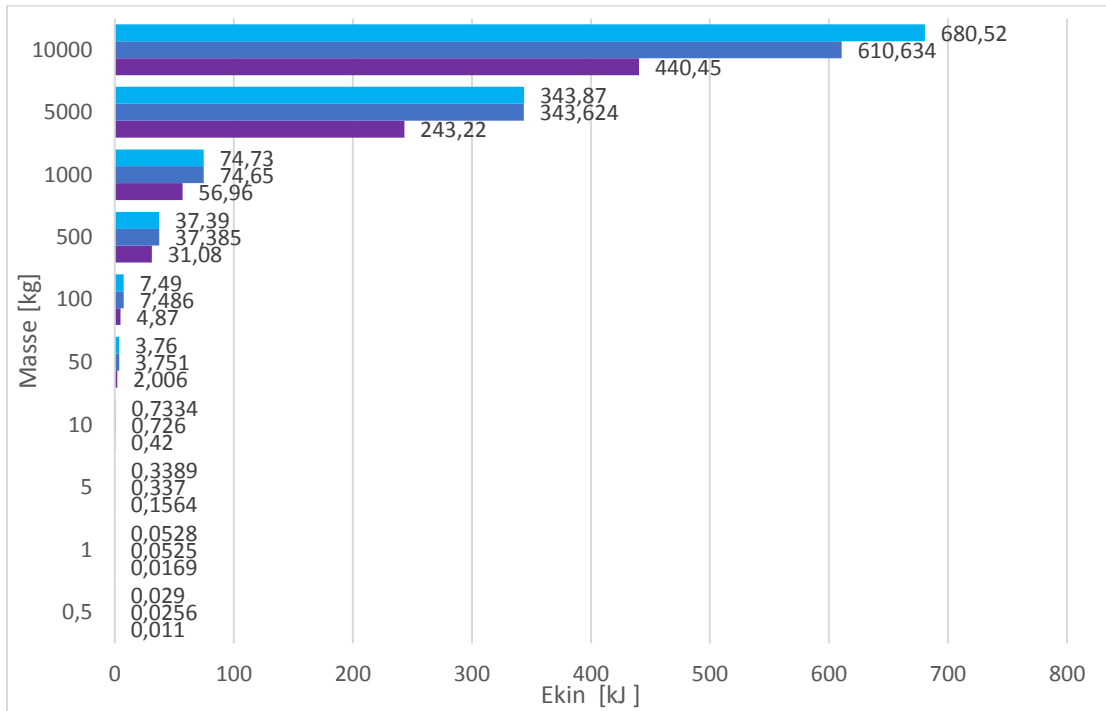


Abbildung 29: Vergleich der maximalen kinetischen Energie über den gesamten Verlauf der Sturzbahn (hellblau), 99% Quantils der kinetischen Energie (dunkelblau) und der mittleren kinetischen Energie über den gesamten Verlauf der Sturzbahn (violett) für die simulierten Gesamtblöcke.

Weiters werden für Gesamtblöcke und Fragmente die Sprunghöhen und Reichweiten verglichen. Dabei wird jeweils das 95 %-Quantil herangezogen. Auch damit kann eine ausreichend geringe Eintrittswahrscheinlichkeit für einen bestimmten Ort zu einer bestimmten Zeit erreicht werden. Die Reichweite setzt sich aus der Auftreffdistanz (Punkt des ersten Aufpralles) und Ausrolldistanz zusammen (Kolenprat 2012). Die Auftreffdistanz bleibt durch den Fragmentierungsprozess unverändert während sich die veränderte Ausrolldistanz der Fragmente auf die Reichweite auswirkt.

Ob für die Simulationen jeweils die Reduktion um die minimale oder mittlere Fragmentierungsenergie herangezogen wird, ist von untergeordneter Bedeutung. Sofern es zu einer Fragmentierung kommt, liegen die erreichten Energien, Reichweiten und Sprunghöhen in einem vergleichbaren Bereich (Abbildung 30). Für geringe Massen (0,5 kg) kam es nicht zur Fragmentierung. Die kinetische Energie (99%Quantil) ändert sich für die größten Blöcke um 5 kJ. Die größten Änderungen der Sprunghöhe sind mit 10 cm für die Blöcke mit 50 kg zu beobachten. Die normierte Fallhöhe zeigt eine Änderung von maximal rund 3 %.

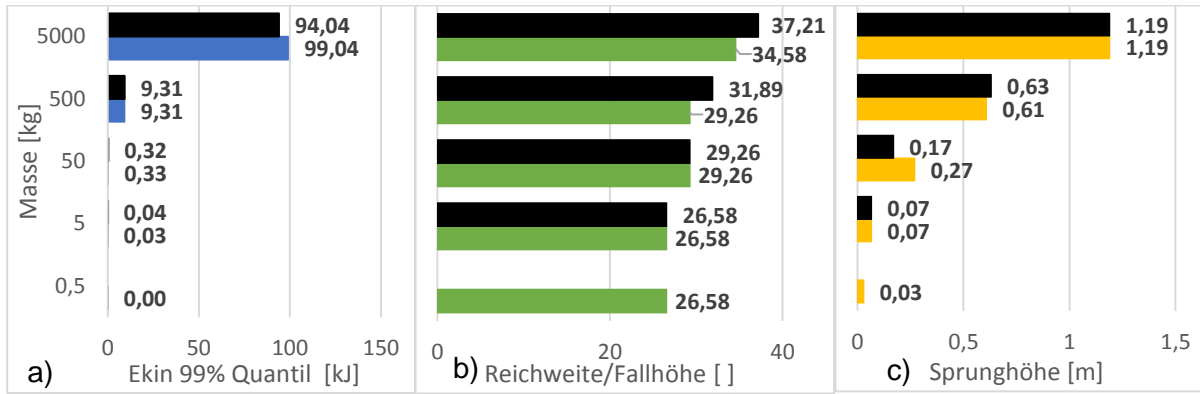


Abbildung 30: Abhängigkeit des 99% Quantils der kinetischen Energie (a), der Reichweite normiert auf die Fallhöhe (b) und der Sprunghöhe (c) von der eingesetzten Fragmentierungsenergie; Reduktion um die mittlere Fragmentierungsenergie (schwarz umrahmt), Reduktion um die geringere Fragmentierungsenergie (grau umrahmt).

Der Vergleich für die kinetische Energie, Reichweite und Sprunghöhe zeigt auch nur eine geringe Abhängigkeit vom Absprungwinkel. Die Unterschiede, die durch einen Absprungwinkel von 30° oder 60° erreicht wurden, sind daher ebenfalls vergleichbar (Abbildung 31).

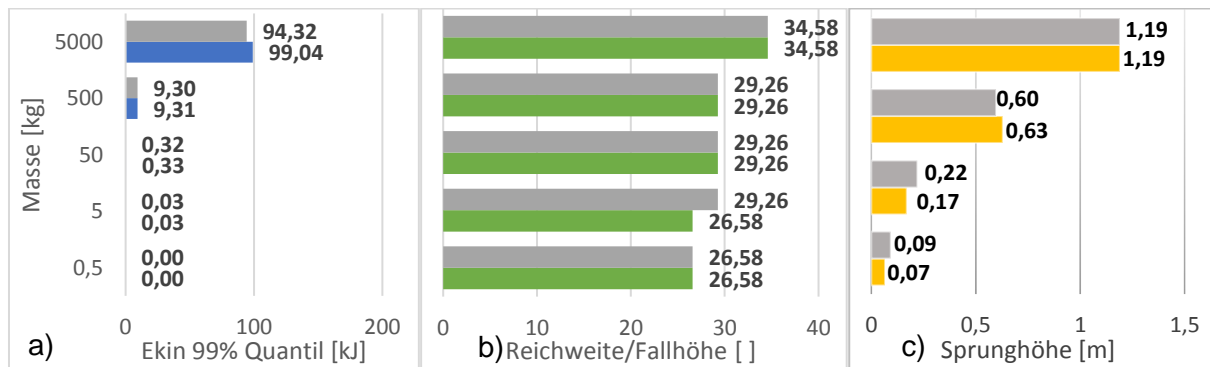


Abbildung 31: Abhängigkeit des 99% Quantils der kinetischen Energie (a) der Reichweite normiert auf die Fallhöhe (b) und der Sprunghöhe (c) vom Absprungwinkel; 60° (Farbe) und 30° (grau) dargestellt. Der Vergleich basiert auf der Simulation mit der mittleren Fragmentierungsenergie.

Beträchtliche Unterschiede konnten dagegen zwischen Gesamtblöcken und Fragmenten festgestellt werden. Das betrifft sowohl die Trajektorien (Abbildung 32) als auch kinetische Energie, Reichweite und Sprunghöhe (Abbildung 33). Ein Fragment das durch die Halbierung eines Gesamtblockes entsteht zeigt eine deutliche Reduktion aller Parameter. Die simulierte kinetische Energie (99% Quantil) der Fragmente beträgt etwa 4 %- 16 % der ursprünglichen Gesamtblöcke.

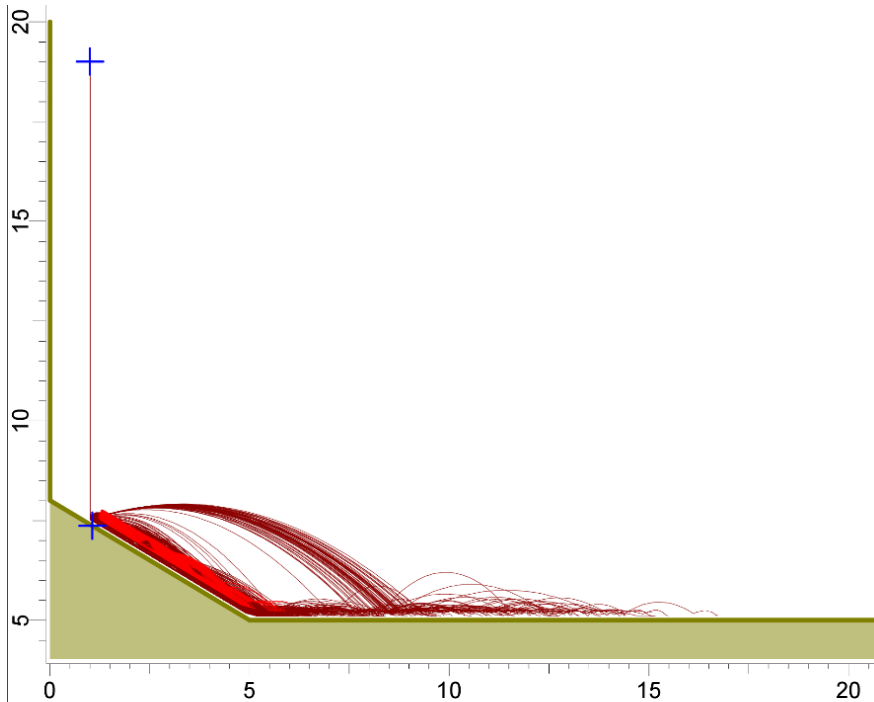


Abbildung 32: Trajektorien von Gesamtblöcken der Masse 100 kg (dunkelrot) und ihrer Fragmente der Masse 50 kg (hellrot). Der Vergleich basiert auf der Reduktion um die minimale Fragmentierungsenergie.

Um Vergleiche unbeeinflusst von der Masse anstellen zu können wurden auch Gesamtblöcke mit der halbierten Masse simuliert, die der Masse der Fragmente entspricht. Auch bei gleicher Masse zeigen Sturzblockfragmente deutlich reduzierte kinetische Energien (siehe Abbildung 33). Die kinetische Energie (99% Quantil) der Fragmente erreicht in der Simulation nur rund 14%-24% der Energie der Vergleichs-Gesamtblöcke gleicher Masse.

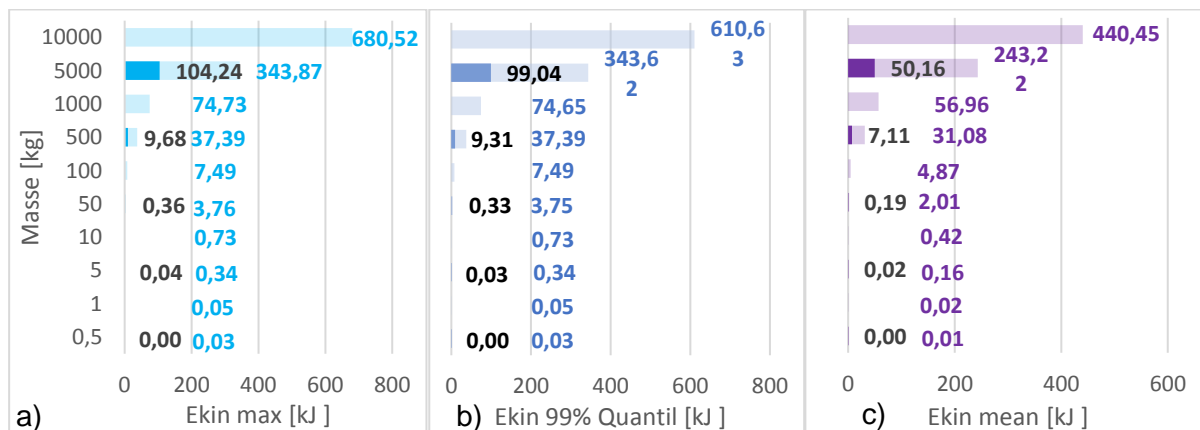


Abbildung 33: maximale kinetische Energie (a), 99% Quantil der kinetischen Energie (b) und mittlere kinetische Energie (c) die im Sturzbahnverlauf von Gesamtblöcken (transparent) und Fragmenten (Vollfarbe) erreicht wird. Dabei ist einerseits der ursprüngliche Gesamtblock mit der doppelten Masse (1; 10; 100; 1000; 10000 kg) dargestellt andererseits der Vergleichs-Gesamtblock mit halbierten Masse (0,5; 5; 50; 500; 5000 kg). Die Abbildung wurde unter Berücksichtigung der minimalen Fragmentierungsenergie und einem Absprungwinkel von 30° erstellt.

Der Vergleich von Sprunghöhe und Reichweite zwischen Gesamtblöcken und Fragmenten zeigt auch deutliche Unterschiede (Abbildung 34). Während die Gesamtblöcke Reichweiten deutlich über 10 m Entfernung vom Ablösebereich erreichen (maximal rund 16 m), erreichen die Fragmente mit bis zu rund 7 m wesentlich geringere Entfernungen. Der Anteil der Fragment-Reichweiten beträgt rund 34 % bis 52 % der Reichweiten der Gesamtblöcke. Der Anteil der Fragment-Sprunghöhen beträgt rund 2 % bis 40 % der Sprunghöhen der Gesamtblöcke. Für Fragmente mit geringeren Massen konnten dabei ausgeprägtere Abweichungen festgestellt werden.

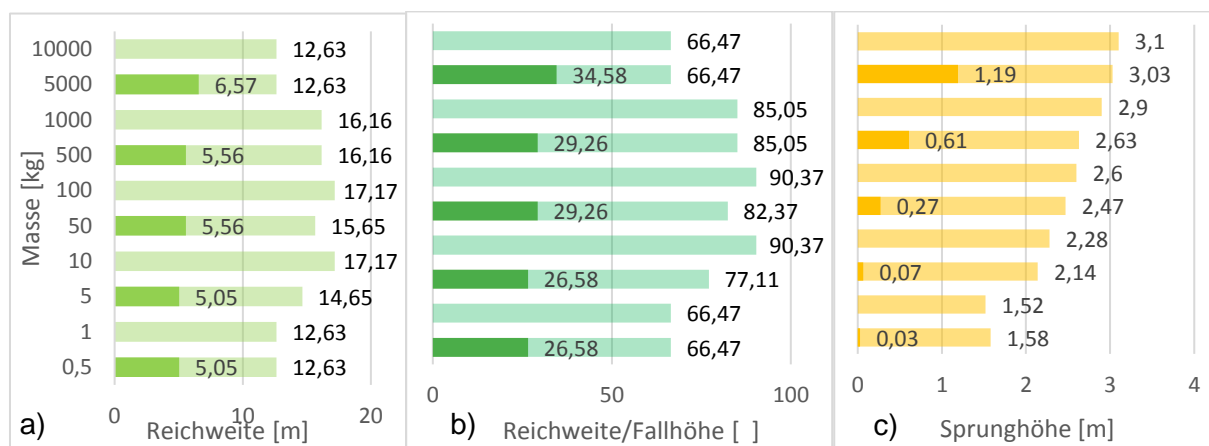


Abbildung 34: Vergleich der 95% Quantile der Reichweiten (a) der normierten Reichweiten auf die Fallhöhe (b) und der 95% Quantile der Sprunghöhen (c) zwischen Gesamtblöcken (transparent) und Fragmenten (Vollfarbe). Dabei ist einerseits der ursprüngliche Gesamtblock mit der doppelten Masse (1; 10; 100; 1000; 10000 kg) dargestellt andererseits der Vergleichs-Gesamtblock mit halbierten Masse (0,5; 5; 50; 500; 5000 kg). Die Simulation wurde unter Verwendung der minimalen Fragmentierungsenergie und einem Absprungwinkel von 30° durchgeführt.

7 Schlussfolgerung und Ausblick

Im Zuge dieser Arbeit hat sich gezeigt, dass die Quantifizierung der Fragmentierungsenergie durch Laborversuche prinzipiell möglich ist. Durch einfache Versuchsaufbauten können bereits präzise Werte für kleine Sturzblöcke und homogene Lithologien (Marmor, Kalkstein) bestimmt werden. Die Extrapolation auf größere Sturzblöcke liefert einen Anhaltspunkt über die Bandbreite der Fragmentierungsenergie. Unsicherheiten ergeben sich dadurch, dass bei größerem Maßstab und besonders anisotropen oder inhomogenen Lithologien andere Gefügetrennflächen auftreten und wirksam werden. Die durch die Extrapolation erhaltenen Werte führen daher tendenziell zu einer Überschätzung der Fragmentierungsenergie. Laborversuche zur Bestimmung der Fragmentierungsenergie an Blockvolumen mit mehr als 10 cm³ wären eine sinnvolle Ergänzung und würden wichtige Zusatzinformationen liefern. Auch die Gliederung der Fragmentierungsenergie in zwei beitragende Komponenten, Matrixfragmentierungsenergie (Mineralkörner, homogene Proben) und Energie zur Klüfterweiterung, sowie die Bestimmung dieser in separaten Laborversuchen, kann sinnvoll sein.

Durch die Bestimmung der Fragmentierungsenergie war es möglich einen Grenzwert für Steinschlagsimulationen zu generieren, ab dessen Überschreitung von einer Fragmentierung der Sturzblöcke beim Aufprall auf einem Untergrund mit vernachlässigbarer Dämpfung auszugehen ist. Unter Berücksichtigung dieses Prozesses wurde eine deutliche Abweichung der Trajektorien und Reduktion der kinetischen Energie im Gefährdungsbereich, Sprunghöhe sowie Reichweite im Vergleich zu den ursprünglichen Gesamtblöcken, als auch zu Vergleichs-Gesamtblöcken angepasst an die Masse der Fragmente festgestellt. Eine Weiterentwicklung des Konzeptmodells für den allgemeinen Einsatz in Steinschlagsimulationen unter Berücksichtigung anderer Dämpfungseigenschaften des Untergrundes erfordert aber noch zusätzliche Versuche und eine Adaption des Versuchsaufbaues. Auch die Bestätigung dieser Beobachtung anhand von Feldversuchen oder in der Natur ist noch ausständig. Erst dann kann festgestellt werden wann es in jedem Fall zur Fragmentierung der Sturzblöcke kommt und diese als Reduktionsfaktor wirksam wird.

8 Literaturverzeichnis

- Agliardi, F., & Crosta, G. B. (2003). High resolution three-dimensional numerical modelling of rockfalls. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 40(4), 455–471.
- Alam, M. S., Chakraborty, T., Matsagar, V., Rao, K. S., Sharma, P., & Singh, M. (2015). Characterization of Kota Sandstone under different strain rates in uniaxial loading. *Geotechnical and Geological Engineering*, 33(1), 143–152.
- Azimi, C., Desvarreux, P., Giraud, A., Martin-Cocher, J.(1982). Méthode de calcul de la dynamique des chutes de blocs – Application à l'étude du versant de la montagne de La Pale (Vercors). *Bulletin de liaison des laboratoires des ponts et chaussées*, 122, 93–102.
- Azzoni, A., & de Freitas, M. H. (1995). Experimentally gained parameters, decisive for rock fall analysis. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 28(2), 111–124.
- Baillifard, F., Jaboyedoff, M., & Sartori, M. (2003). Rockfall hazard mapping along a mountainous road in Switzerland using a GIS-based parameter rating approach. *Natural Hazards and Earth System Sciences*, 3(5), 435–442.
- Bernoulli D. (1700-1782). Principes hydrostatiques et mécaniques, sur la question proposée pour la seconde fois par l'Académie Royale des sciences: quelle est la meilleure manière de diminuer le roulis et le tangage d'un navire, sans qu'il perde sensiblement par cette diminution aucune des bonnes qualités que sa construction doit lui donner / par Daniel Bernoulli, Verlag [S.l.] : [s.n.], 1757, 96p.
- BMLFUW (2011). Technische Richtlinie für die Wildbach- und Lawinenverbauung, TRL-WLV gemäß § 3 Abs 1 Z 1 und Abs 2 WBFG 1985 : Fassung April 2011 § (2011).
- Bourrier, F., Berger, F., Tardif, P., Dorren, L., & Hungr, O. (2012). Rockfall rebound: Comparison of detailed field experiments and alternative modelling approaches. *Earth Surface Processes and Landforms*, 37(6), 656–665.
- Broch, E., & Franklin, J. A. (1972). The point-load strength test. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 9, 669–497.
- Calvetti, F., Prisco, C., & Vecchiotti, M. (2005). Experimental and numerical study of rock-fall impacts on granular soils. *Rivista Italiana Di Geotecnica*, 4, 95–109.
- Chau, K. T., Chan, L. C. P., Wu, J. J., Liu, J., Wong, R. H. C., and Lee, C. F. (1998a). Experimental studies on rockfall and debris flow. *One Day Seminar on Planning, Design and Implementation of Debris Flow and Rockfall Hazards Mitigation Measures*, 115–128,

Hongkong, China.

- Chau, K. T., Wong, R., and Lee, C. F. (1998b.) Rockfall Problems in Hong Kong and some new Experimental Results for Coefficients of Restitution, *Int. J. Rock Mech. Min.*, 35, 662–663.
- Chau, K. T., Wong, R., Liu, J., Wu, J. J., and Lee, C. F. (1999a). Shape effects on the coefficient of restitution during rockfall impacts. *9th International Congress on Rock Mechanics*, 541–544, Paris, France.
- Chau, K. T., Wu, J., Wong, R., and Lee, C. (1999b). The coefficient of restitution for boulders falling onto soil slopes with various values of dry density and water content. *International Symposium on Slope Stability Engineering: Geotechnical and Geoenvironmental Aspects*, 1355–1360, Matsuyama, Japan.
- Chau, K. T., Wong, R., and Wu, J. (2002). Coefficient of restitution and rotational motions of rockfall impacts, *Int. J. Rock Mech. Min.*, 39, 69–77, 2002.
- Chau, K. T., Wong, R. H. C., Liu, J., & Lee, C. F. (2003). Rockfall Hazard Analysis for Hong Kong Based on Rockfall Inventory. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 36(5), 383–408.
- Chen, G., Zheng, L., Zhang, Y., & Wu, J. (2013). Numerical simulation in rockfall analysis: A close comparison of 2-D and 3-D DDA. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 46(3), 527–541.
- Chikatamarla, R. (2007). Optimisation of cushion materials for rockfall protection galleries. *Veröffentlichungen des Instituts für Geotechnik (IGT) der ETH Zürich*, Band 227, vdf Hochschulverlag AG, p.260.
- Crosta, G. B., Agliardi, F., Frattini, P., & Lari, S. (2015). Key issues in rock fall modeling, hazard and risk assessment for rockfall protection. IN *Engineering Geology for Society and Territory - Volume 2: Landslide Processes*. Lollino et al. (Ed.), Springer.
- Crosta, G. B., Frattini, P., & Fusi, N. (2007). Fragmentation in the Val Pola rock avalanche, Italian Alps. *Journal of Geophysical Research: Earth Surface*, 112(1), 1–23.
- Cundall, P. A. (1971). A computer model for simulating progressive, large scale movements in blocky rock systems. *Proceedings of the Symposium of the International Society for Rock Mechanics, Society for Rock Mechanics (ISRM)*, Nancy, France, II-8.
- Cundall, P., & Strack, O. (1979). A discrete numerical model for granular assemblies. *Geotechnique*, 29, 47–65.

- Desceoudres, F., & Zimmermann, T. (1987). Three-dimensional dynamic calculation of rockfalls in: Proceedings 6th International Congress of Rock Mechanics, Montreal, Canada, 337– 342, 1987. *Proceedings 6th International Congress of Rock Mechanics* (pp. 337– 342). Montreal, Canada.
- Descoeurdes, F. (1997). Aspects géomécaniques des instabilités de falaises rocheuses et des chutes de blocs. *Publications de La Société Suisse de Mécanique Des Sols et Des Roches*, 135, 3–11.
- DIN 18141-1:2014-05: Baugrund - Untersuchung von Gesteinsproben - Teil 1: Bestimmung der einaxialen Druckfestigkeit, Beuth (Ed).
- DIN 18137-2:2011-04: Baugrund, Untersuchung von Bodenproben - Bestimmung der Scherfestigkeit - Teil 2: Triaxialversuch, Beuth (Ed).
- Dorren, L., Berger, F., Jonsson, M., Krautblatter, M., Mölk, M., Stoffel, M., & Wehrli, A. (2007). State of the art in rockfall – forest interactions. *Schweizerische Zeitschrift für Forstwesen*, 158(6), 128–141.
- Dussauge-Peisser, C. (2002). Probabilistic approach to rock fall hazard assessment: potential of historical data analysis. *Natural Hazards and Earth System Sciences*, 2(1/2), 15–26.
- Dussauge, C., Grasso, J.-R., & Helmstetter, A. (2003). Statistical analysis of rockfall volume distributions: Implications for rockfall dynamics. *Journal of Geophysical Research (Solid Earth)*, 108(B6), ETG2.1--ETG2.11.
- Erismann, T. H., and G. Abele (2001). Dynamics of Rockslides and Rock-falls, 316 pp., Springer, Berlin.
- Euler L. (1765). *Theoria motus corporum solidorum seu rigidorum ex primis nostrae cognitionis principiis stabilita et ad omnes motus, qui in huiusmodi corpora cadere possunt, accomodata*. Published by Rostock und Greifswald Röse (1765).
- Falcetta, J. (1985). Un nouveau modèle de calcul de trajectoires de blocs rocheux. *Revue Française de Géotechnique* 30: 11-17.
- Ferrero, A. M., Migliazza, M. R., Pirulli, M., & Umili, G. (2016). Some Open Issues on Rockfall Hazard Analysis in Fractured Rock Mass: Problems and Prospects. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 49(9), 3615–3629.
- Fuchs, S., & Zischg, A. (2014). IAN REPORT 152 Vulnerabilitätslandkarte Österreich. Bundesministerium für Land- und Forstwirtschaft, Umwelt und Wasserwirtschaft, Abteilung IV/5.

- Galilei G. (1632). Dialogue on the Great World Systems, Textbook publishers 2003, 505 p.
- Giacomini, A., Spadari, M., Buzzi, O., Fityus, S. G., & Giani, G. P. (2010). Rockfall motion characteristics on natural slopes in eastern Australia. *Euroch*, Lausazine, Switzerland.
- Giani, G. (1992). Rockfalls, topples and buckles. In Rock slope stability analysis. Rotterdam: Balkema, pp. 191–207.
- Gili, J. A., Ruiz-Carulla, R., Matas, G., Corominas, J., Lantada, N., Núñez, M. A., ... Moreno, S. (2016). Experimental study on rockfall fragmentation: in situ test design and first results. *International Symposium Landslides 2016 (ISL2016)*, (June).
- Guzzetti, F., Crosta, G., Detti, R., & Agliardi, F. (2002). Stone: a computer program for the three dimensional simulation of rockfalls. *Computers and Geosciences*, 28(9), 1081–1095.
- Hamdi, P., Stead, D., & Elmo, D. (2015). Characterizing the influence of stress-induced microcracks on the laboratory strength and fracture development in brittle rocks using a finite-discrete element method-micro discrete fracture network FDEM- μ DFN approach. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 7(6), 609–625.
- Haug, Ø. T., Rosenau, M., Leever, K., & Oncken, O. (2016). On the energy budgets of fragmenting rockfalls and rockslides: Insights from experiments. *Journal of Geophysical Research F: Earth Surface*, 121(7), 1310–1327.
- HBM GmbH (2017). Spider8, Spider8-30 Spider8-01 – Datenblatt.
- Hedderich J., Sachs L. (2016). Angewandte Statistik- Methodensammlung mit R. Springer Spektrum 15. Auflage, Berlin Heidelberg, p.968.
- Heidenreich, B. (2004). Small- and half scale experimental studies of rock- fall impacts on sandy slopes, 3059, thesis No 3059.
- Heim, A. (1932). Der Bergsturz und Menschenleben. Fretz & Wasmuth Verlag, Zürich, 218 p.
- Helmholtz, H. (1847). Über die Erhaltung der Kraft; Abhandlung, vorgetragen in der Sitzung der physikalischen Gesellschaft zu Berlin am 23. Juli 1847; veröffentlicht 1889 in Ostwald's Klassiker der exakten Wissenschaften, Nr. 1 von W. Engelmann, Leipzig.
- Hill, M. C., & Tiedeman, C. R. (2006). Effective groundwater model calibration: With Analysis of Data , Sensitivities , and Uncertainty. John Wiley and Sons Inc.
- Hoek, E., & Brown, E. (1980). Underground excavations in rock. London, UK: Institution of Mining and Metallurgy.

Hottinger Baldwin Messtechnik GmbH (2017). -Datenblatt.

Hungr, O., Yau, H.W., Tse, C.M., Cheng, L.F., Hardingham, A. D. (1999). Natural slope hazard and risk assessment framework. IN Urban Ground Engineering. Clarke, B. (Ed.), Thomas Telford, London (pp. 332–353).

<https://www.geobrugg.com/de/Steinschlagbarrieren-RXE-7956,7859.html> (Stand 09.06.2017)

<https://www.maccaferri.com/products/rockfall-debris-flow-barriers/dynamic-barriers/> (Stand 09.06.2017)

Jaboyedoff, M., Dudt, J. P., & Labiouse, V. (2005). An attempt to refine rockfall hazard zoning based on the kinetic energy, frequency and fragmentation degree. *Natural Hazards and Earth System Sciences*, 5(5), 621–632.

Joule, J.P. (1843). On the calorific effects of magneto-electricity, and on the mechanical value of heat. *Philosophical Magazine Series 3*, 1843; Vol. 23, Issue152; 263-276; Issue 153, 347-355; Issue 154, 435-443.

Kawahara, S. and Muro, T. (1999). Effect of soil slope gradient on motion of rockfall. *International Symposium on Slope Stability Engineering*, 2, 1343–1348, Matsuyama, Japan.

Kienholz, H., Zeilstra, P., Hollenstein, K. (1998). Begriffsdefinitionen zu den Themen: Geomorphologie, Naturgefahren, Forstwesen, Sicherheit, Risiko (Arbeitspapier). In: BUWAL Eidg. Forstdirektion.

Kirkby, M. J., & Statham, I. (1975). Surface Stone Movement and Scree Formation. *The Journal of Geology*, 83(3), 349–362.

Kolenprat, B. (2012). Tagbauarbeitenverordnung. *Berg- und Hüttenmännische Monatshefte*, 147/4, 160-164.

Labiouse, V., Descoedres, F., and Montani, S. (1996). Experimental study of rock sheds impacted by rock blocks. *Struct. Eng. Int.*, 6, 171– 176.

Labiouse V (2004). Fragmental rockfall paths: comparison of simulations on Alpine sites and experimental investigation of boulder impacts. *Proceeding 9th international conference on landslides*, Rio de Janeiro, 1:457–466.

Labiouse V, Heidenreich B, Desvarreux P, Viktorovitch M, Guillemin P. (2001). Etudes trajectographiques, Prévention des mouvements de versants et des instabilités de falaises. *Programme Interreg II C*: 155–211.

- Labiouse, V., & Heidenreich, B. (2009). Half-scale experimental study of rockfall impacts on sandy slopes. *Natural Hazards and Earth System Science*, 9(6), 1981–1993.
- Leibnitz G.W. (1695). Systeme nouveau de la nature et de la communication des substances, aussi bien que de l'union qu'il y a entre lame et le corps. *Journal des Scavans*, 27. Juni bzw. 4. Juli 1695, pp. 444-454 bzw. pp. 455-462 der Amsterdamer Ausgabe 1695.
- Leine, R. I., Schweizer, A., Christen, M., Glover, J., Bartelt, P., & Gerber, W. (2014). Simulation of rockfall trajectories with consideration of rock shape. *Multibody System Dynamics* (Vol. 32).
- Lied, K. (1977). Rockfall problems in Norway. *Rockfall dynamics and protective works effectiveness*. (p. pp 51–54). Bergamo, Italy: ISMES Publication.
- Lin, C. T., Amadei, B., Jung, J., & Dwyer, J. (1996). Extensions of discontinuous deformation analysis for jointed rock masses. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics*, 33(7), 671–694.
- Masuya, H. and Nakata, Y.(2001). Development of numerical model combining distinct element and finite element methods and application to rock shed analysis. *Proceedings Japan Soc. Civil Eng.*, 710-I, 113–128, Japan.
- Mayer, Julius Robert (1842). Bemerkungen über die Kräfte der unbelebten Natur. *Annalen der Chemie und Pharmacie*, Band 42, Maiheft, p. 233-240.
- Meißl, G. (2001). Modelling the Runout Distances of Rockfalls Using a Geographic Information System. *Zeitschrift Für Geomorphologie Supplementary Issues*, (125), 129–137.
- Montani-Stoffel, S.(1998). Sollicitation dynamique de la couverture des galeries de protection lors de chutes de blocs, Ph.D. thesis, ´ Ecole Polytechnique F´ed´erale de Lausanne, Lausanne.
- Mutschler, T. (2004). Neufassung der Empfehlung Nr. 1 des Arbeitskreises „Versuchstechnik Fels“ der Deutschen Gesellschaft für Geotechnik e. V.: Einaxiale Druckversuche an zylindrischen Gesteinsprüfkörpern. *Bautechnik*, 81(10), 825–834.
- Murata, S. and Shibuya, H.(1997). Measurement of impact loads on the rockfall prevention walls and speed of falling rocks using a middle size slope model. *2nd Asia-Pacific Conference on Shock & Impact Loads on Structures*, 383–393, Melbourne, Australia.
- Ni, P., Wang, S., Wang, C., & Zhang, S. (2017). Estimation of REV Size for Fractured Rock Mass Based on Damage Coefficient. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 50(3), 555–570.

- Newton I. (1687). *Philosophiae Naturalis Principia Mathematica*. Cambridge University press, Cambridge.
- OIAB Österreichisches Institut für Bautechnik. (2013). ETAG 027 Bausätze für Steinschlagschutznetze, (2008).
- ONR 24810: 2017 02 15 Technischer Steinschlagschutz — Begriffe, Einwirkungen, Bemessung und konstruktive Durchbildung, Überwachung und Instandhaltung, Austrian-Standards-Institute. 102.
- ÖREK. (2014). ÖROK-Partnerschaft „Risikomanagement für gravitative Naturgefahren in der Raumplanung“ Materialienband. Arbeitspapier, 321.
- Pierson, L. A., Gullixson, C. F., & Chassie, R. G. (2001). Rockfall Catchment Area Design Guide, Report SPR-3(032), Oregon Department of Transportation, 92.
- Piteau, D., & Clayton, R. (1976). Computer Rock fall Model. *Proceedings of the Meeting on Rock Fall Dynamics and Protective Works Effectiveness* (Vol. 90, p. 123–5.). Bergamo, Italy: ISMES Publication.
- Preh, A., Mitchell, A., Hungr, O., & Kolenprat, B. (2015). Stochastic analysis of rock fall dynamics on quarry slopes. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 80, 57–66.
- Ritchie, A. M. (1963). Evaluation of rockfall and its control. *Stability of rock slopes 5 reports* (Vol. 17, pp. 13–28). Highway research board.
- Ruiz-Carulla, R., Corominas, J., & Mavrouli, O. (2015). Observed changes in the block size ditribution as consequence of the rockfall fragmentation. *Geophysical Research Abstracts*, Vol. 17, EGU2015-15518, 2015.
- Ruiz-Carulla, R., Corominas, J., Mavrouli, O. (2016). A fractal fragmentation model for rockfalls. *Landslides*, 14, 3, 875–889.
- Saeidi, F., Yahyaei, M., Powell, M., & Tavares, L. M. (2017). Investigating the effect of applied strain rate in a single breakage event. *Minerals Engineering*, 100, 211–222.
- Salvini, R., & Francioni, M. (2013). Geomatics for slope stability and rock fall runout analysis: A case study along the alta tambura road in the apuan alps (Tuscany, Italy). *Italian Journal of Engineering Geology and Environment*, 2013(TOPIC 5), 481–492.
- Sanchidrián, J. A., & Ouchterlony, F. (2016). A Distribution-Free Description of Fragmentation by Blasting Based on Dimensional Analysis. *Rock Mechanics and Rock Engineering*. 50(4), 781–806.

- Sato, M., Kishi, N., Iwabuchi, T., Tanimoto, T., and Shimada, T. (1996). Shock Absorbing Performance of Sand Cushion. *1st Asia-Pacific Conference on Shock and Impact Loads on Structures*, 393–400, Singapore, 1996.
- Scheidegger, K.F., Kulm, L. D. and Piper, D.J. W., (1973). Heavy mineralogy of unconsolidated sands in northeastern Pacific sediments. Leg 18, Deep Sea Drilling Project. In: L. D. Kulm and co-workers. *Initial Reports of the Deep Sea Drilling Project*.
- Schellenberg, K. (2008). On the design of rockfall protection galleries. ETHZ, Institute of Structural Engineering, Zurich.
- Schön J. (2015). Physical properties of rocks. Fundamentals and principles of petrophysics. In *Developments in Petroleum Science 65*, J. Cubitt (ed), Elsevier, 2. Auflage.
- Scioldo G (2006). User guide ISOMAP & ROTOMAP—3D surface modelling and rockfall analysis. Geo&Soft International, Torino.
- Sinabell, F., Fritz, O., & Wifo, W. P. (2009). Eine volkswirtschaftliche Analyse der Wildbach- und Lawinenverbauung. WIFO Österreichisches Institut Für Wirtschaftsforschung. BMLFUW.
- Spadari, M., Giacomini, A., Buzzi, O., Fityus, S., & Giani, G. P. (2012). In situ rockfall testing in New South Wales, Australia. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 49, 84–93.
- Statham, I. (1979). A simple dynamic model of rockfall, some theoretical principles and model and field experiments. *International Colloquium on Physical and Geomechanical Models*, 237–258, ISMES, Bergamo, Italy.
- Stevens, W. D. (1998). Rockfall: A tool for probabilistic analysis, design of remedial measures and prediction of rockfalls. University of Toronto.
- Thuro, K. (1993). Geologisch-felsmechanische Untersuchungen zur Bohrarkeit von Festgesteinen bei konventionellen Bohr- und Sprengvortrieben anhand von ausgewählten Tunnelprojekten. *Proceedings of the 9th Nationale Tagung Für Ingenieurgeologie*, Garmisch-Partenkirchen, 1–10.
- Thuro, K. (2010). Empfehlung Nr. 5 “Punktlastversuche an Gesteins - Proben” des Arbeitskreises 3.3 “Versuchstechnik Fels” der Deutschen Gesellschaft für Geotechnik. Verlag Für Architektur Und Technische Wissenschaft GmbH & Co.KG, 87(6), 322–330.
- Thuro, K., & Plinninger, R. J. (2001). Scale effects in rock strength properties. Part 2. Point load test and point load strength index. ISRM Regional Symposium Eurock 2001, 175–180.

- Turcotte, D. L. (1986). Fractals and fragmentation. *Journal of Geophysical Research*, 91(B2), 1921–1926.
- Ujihira, M., Takagai, N., and Iwasa, T. (1993). An experimental study on the characteristics of the impact load of falling rock. *International Journal of Surface Mining and Reclamation*, 7, 81–89.
- Ushiro, T., Shinohara, S., Tanida, K., & Yagi, N. (2000). A study on the motion of rockfalls on slopes. *5th Symposium on Impact Problems in Civil Engineering*, Society of Civil Engineers, 91–96, Japan.
- Volkwein, A., Schellenberg, K., Labiouse, V., Agliardi, F., Berger, F., Bourrier, F. Jaboyedoff, M. (2011). Rockfall characterisation and structural protection - A review. *Natural Hazards and Earth System Science*, 11(9), 2617–2651.
- Wang, Y., & Tonon, F. (2011). Discrete element modeling of rock fragmentation upon impact in rock fall analysis. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 44(1), 23–35.
- Wong, R., Ho, K., & Chau, K. (2000). Shape and mechanical properties of slope material effects on the coefficient of restitution on rockfall study. *Proceedings of the 4th North American rock mechanics symposium NARMS 2000*, Seattle, pp 507–514.
- Wyllie, D. C. (2015). *Rock fall engineering*. CRC Press Taylor & Francis Group. 270 p.
- Yuan, J. K., Li, Y. R., Huang, R. Q., & Pei, X. J. (2015). Impact of rockfalls on protection measures: An experimental approach. *Natural Hazards and Earth System Sciences*, 15(4), 885–893.
- Zwack T. (2013). Vergleich zweier numerischer Steinschlagsimulationsprogramme (2D) anhand eines Fallbeispiels Comparison of two numerical analysis codes for 2D rockfall simulation based on a case study. *19.Tagung für Ingenieurgeologie mit Forum für junge Ingenieurgeologen*, München, 2013.

9 Anhang

Laborversuchsergebnisse SG5

Sample ID	V [m ³]	m [kg]	F _p [kN]	E _D [kJ]	E _D /m [kJ/kg]	ED/V [MPa]
SG5-t1S6	4,17E-05	0,11		3,70	0,00	0,01
SG5-t2S4	4,22E-05	0,11		6,20	0,00	0,02
SG5-t3S2	5,25E-05	0,14		6,70	0,00	0,02
SG5-T4B4.1	6,21E-05	0,16		4,69	0,00	0,02
SG5-T4B4.2	7,12E-05	0,19		7,15	0,00	0,01
SG5-t2	8,59E-05	0,23		6,70	0,01	0,03
SG5-t4	8,87E-05	0,24		6,80	0,01	0,03
SG5-t3	9,85E-05	0,27		7,40	0,01	0,03
SG5_t9	1,10E-04	0,27		7,23	0,02	0,07
SG5_t6	1,11E-04	0,27		8,64	0,01	0,04
SG5_t22	1,11E-04	0,27		7,63	0,00	0,01
SG5_t8	1,11E-04	0,27		8,04	0,01	0,03
SG5_t11	1,12E-04	0,28		12,24	0,01	0,02
SG5_t14	1,13E-04	0,28		7,06	0,00	0,01
SG5_t20	1,13E-04	0,28		7,06	0,00	0,01
SG5_t12	1,14E-04	0,28		7,69	0,01	0,03
SG5_t7	1,15E-04	0,28		11,33	0,00	0,02
SG5_t16	1,15E-04	0,28		9,30	0,00	0,01
SG5_t17	1,15E-04	0,28		6,50	0,00	0,01
SG5_t19	1,15E-04	0,28		8,31	0,00	0,01
SG5_t18	1,16E-04	0,29		10,48	0,01	0,02
SG5_t13	1,17E-04	0,29		8,00	0,00	0,02
SG5_t10	1,17E-04	0,29		8,45	0,00	0,02
SG5-T1B1	1,21E-04	0,32		7,87	0,00	0,01
SG5-T4	1,41E-04	0,38		11,80	0,04	0,10
SG5-F3B3.2	1,52E-04	0,41		9,49	0,01	0,02
SG5-T3	1,56E-04	0,42		11,00	0,01	0,01
SG5-T1	1,59E-04	0,43		15,50	0,02	0,04
SG5-F1B1	1,66E-04	0,44		13,90	0,02	0,04
SG5-T2	1,73E-04	0,47		15,60	0,01	0,02
SG5_T6	1,85E-04	0,47		11,85	0,01	0,01
SG5_T9	1,85E-04	0,47		9,63	0,00	0,01

SG5_T8	1,87E-04	0,48	11,43	0,01	0,01	0,04
SG5_T12	1,88E-04	0,48	10,57	0,00	0,01	0,03
SG5_T7	1,88E-04	0,48	10,88	0,00	0,01	0,03
SG5_T14	1,91E-04	0,49	14,52	0,01	0,02	0,06
SG5-F2B2.1	1,91E-04	0,51	15,39	0,02	0,04	0,10
SG5-Q3B3.2	1,87E-04	0,53	20,86	0,07	0,13	0,36
SG5-Q2B2	3,10E-04	0,83	24,52	0,09	0,11	0,30
SG5-F2	3,25E-04	0,89	20,00	0,06	0,07	0,19
SG5-F4	3,32E-04	0,90	23,80	0,07	0,07	0,20
SG5-F1	3,33E-04	0,91	11,80	0,09	0,09	0,26
SG5-F3	3,33E-04	0,91	27,20	0,06	0,07	0,19
SG5_F10	3,34E-04	0,91	14,16	0,02	0,02	0,05
SG5_F12	3,35E-04	0,91	10,00	0,01	0,01	0,03
SG5_F6	3,36E-04	0,92	19,31	0,03	0,03	0,09
SG5_F5	3,39E-04	0,92	14,30	0,02	0,03	0,07
SG5_F8	3,41E-04	0,93	19,56	0,02	0,03	0,07
SG5_F9	3,42E-04	0,93	17,91	0,03	0,03	0,07
SG5_F11	3,45E-04	0,94	11,66	0,01	0,01	0,02
SG5_F7	3,51E-04	0,96	17,50	0,02	0,03	0,07
SG5-Q3B3.1	3,84E-04	1,03	24,86	0,10	0,09	0,25
SG5-Q1B1	4,90E-04	1,30	13,73	0,13	0,10	0,27
SG5_Q9	5,52E-04	1,50	22,77	0,06	0,04	0,11
SG5-Q2	5,55E-04	1,51	31,60	0,11	0,07	0,20
SG5_Q7	5,75E-04	1,51	21,41	0,05	0,04	0,09
SG5-Q4	5,55E-04	1,51	30,40	0,10	0,06	0,18
SG5_Q6	5,59E-04	1,52	23,55	0,05	0,03	0,09
SG5_Q5	5,62E-04	1,53	27,81	0,08	0,05	0,14
SG5-Q3	5,81E-04	1,58	28,10	0,05	0,03	0,09

Laborversuchsergebnisse SG4

Sample ID	V [m ³]	m [kg]	F _p [kN]	E _D [kJ]	E _D /m [kJ/kg]	E _D /V [MPa]	v [mm/min]
SG4_2	1,90E-04	0,42	16,80	0,03	0,07	0,15	50
SG4_3	1,38E-04	0,31	20,57	0,04	0,14	0,33	50
SG4_4	2,50E-04	0,59	16,89	0,02	0,04	0,08	50
SG4_5	1,72E-04	0,40	19,21	0,02	0,05	0,12	50
SG4_6	1,36E-04	0,31	22,42	0,06	0,19	0,44	50
SG4_7	1,00E-04	0,23	16,86	0,03	0,11	0,26	50
SG4_8	1,28E-04	0,29	22,05	0,05	0,17	0,39	50
SG4_9	1,60E-04	0,37	17,48	0,03	0,07	0,16	50
SG4_10	8,74E-05	0,20	16,93	0,04	0,18	0,41	50
SG4_12	1,34E-04	0,31	14,91	0,02	0,06	0,14	5
SG4_13	1,01E-04	0,23	12,45	0,01	0,05	0,12	5
SG4_14	1,12E-04	0,26	16,44	0,02	0,08	0,19	5
SG4_16	1,39E-04	0,32	13,56	0,01	0,03	0,07	5
SG4_17	7,36E-05	0,17	2,90	0,00	0,01	0,02	5
SG4_18	7,65E-05	0,17	10,99	0,02	0,09	0,20	5
SG4_19	7,46E-05	0,17	6,75	0,00	0,02	0,04	5
SG4_20	1,86E-04	0,42	14,85	0,01	0,03	0,06	5
SG4_22	5,63E-04	1,26	31,45	0,07	0,05	0,12	50
SG4_23	5,47E-04	1,24	32,49	0,11	0,09	0,20	50
SG4_24	3,35E-04	0,76	18,98	0,03	0,04	0,09	50