

Diplomarbeit

Steinschlagsimulationen für Tagbauböschungen mithilfe der Diskreten Elemente Methode (DEM)

ausgeführt zum Zwecke der Erlangung des akademischen Grads
Diplom-Ingenieur / Diplom-Ingenieurin
eingereicht an der TU Wien, Fakultät für Bau- und Umweltingenieurwesen

Diploma Thesis

Rockfall simulations for quarries using the Discrete Element Method (DEM)

Submitted in satisfaction of the requirements for the degree of
Diplom-Ingenieur / Diplom-Ingenieurin
of the TU Wien, Faculty of Civil and Environmental Engineering

von

Tom Tasser, BSc

Matr.Nr.: 01625273

Betreuung: Privatdoz. Dipl.-Ing. Dr.techn. **Alexander Preh**
Institut für Geotechnik
Forschungsbereich Ingenieurgeologie
Technische Universität Wien,
Karlsplatz 13/220-1, 1040 Wien, Österreich

Wien, im April 2024

Eidesstattliche Erklärung

Ich erkläre eidesstattlich, dass ich die Arbeit selbständig angefertigt habe. Es wurden keine anderen als die angegebenen Hilfsmittel benutzt. Die aus fremden Quellen direkt oder indirekt übernommenen Formulierungen und Gedanken sind als solche kenntlich gemacht. Diese schriftliche Arbeit wurde noch an keiner Stelle vorgelegt.

Ort, Datum

Tom Tasser

Kurzfassung

Steinschlag kann in allen Gebirgsregionen und auch im Tagebau auftreten. Insbesondere im Tagebau stellt es ein erhebliches Gefahrenpotential dar. Die Ausweisung von Gefahrenzonen, wie sie in der Tagbauarbeitenverordnung (TAV, BGBl. II Nr. 416/2010) verlangt werden, ist besonders im Hinblick auf die Ausrolldistanzen nicht trivial.

Motivation dieser Arbeit ist eine genauere Bestimmung dieser Gefahrenzonen, um das Steinschlagrisiko in Tagebauen zu verringern. Dazu werden folgende Forschungsfragen gestellt: ‚Wie wirken sich die im Steinschlagsimulationsmodell PFC verwendeten Blockformen sowie Dämpfungs- und Reibungsparameter der Böschung und der Etage auf die Auftreff- und Ausrolldistanz von Steinschlägen am Beispiel von Tagebauen aus? ‘ und ‚wie kann die Anwendbarkeit in Hinblick eines allgemein gültigen Satzes von Materialparametern, der für alle Tagebaue gültig ist, bewertet werden?‘. Um die Forschungsfragen zu beantworten, wurden Ausrolldistanzen von Fallversuchen von vier Tagebauen verwendet, um das erstellte Simulationsmodell zu kalibrieren.

Das Modell zeigt deutlich, welche Dämpfungs- und Reibungsparameter und Blockformen Auswirkungen auf die Trajektorien und die Auslaufdistancen haben. Das Ziel einen allgemein gültigen Satz von Materialparametern zu finden, konnte nicht erreicht werden, daher muss jede Böschung einzeln kalibriert werden. Es wird empfohlen, die Einbeziehung einer Zufallskomponente in das Modell weiter zu untersuchen.

Schlüsselwörter: Steinschlag, Tagebau, PFC, Simulationsmodell

Abstract

Rockfall can occur in all mountainous regions and also in quarries. In quarries in particular, it represents a considerable hazard potential. The designation of hazard zones, as stipulated in the Opencast Mining Regulation (TAV, Federal Law Gazette II No. 416/2010), is not trivial, especially with regard to the roll-out distances.

The motivation of this work is a more precise determination of these danger zones in order to reduce the risk of rockfall in quarries. The following research questions are posed: 'How do the block shapes used in the rockfall simulation model PFC as well as the damping and friction parameters of the slope and the floor affect the impact and roll-out distance of rockfalls using the example of quarries?' and 'How can the applicability be evaluated with regard to a generally valid set of material parameters that is valid for all quarries?'. To answer the research questions, roll-out distances of drop tests from four quarries were used to calibrate the simulation model created.

The model clearly shows which damping and friction parameters and block shapes have an effect on the trajectories and roll-out distances. The goal of finding a generally valid set of material parameters could not be achieved, so each slope must be calibrated individually. It is recommended to further investigate the inclusion of a random component in the model.

Key words: rockfall, querries, PFC, simulation model

Inhaltsverzeichnis

1	Einleitung	8
1.1	Gefahren durch Steinschlag.....	8
1.2	Motivation	9
1.3	Problemstellung und Zielsetzung.....	10
1.4	Aufbau	11
2	Theoretische Grundlagen.....	13
2.1	Versagensmechanismen von Talflanken und Böschungen	13
2.2	Sturzprozesse	19
2.2.1	Definition und Abgrenzung	19
2.2.2	Bergsturz	20
2.2.3	Felssturz.....	21
2.2.4	Stein- und Blockschlag	21
2.3	Entstehung und Ursachen von Sturzprozessen	24
2.4	Lösungsmethoden für Steinschlag.....	27
2.5	Schutzmaßnahmen	27
2.5.1	Primäre Schutzmaßnahmen	28
2.5.2	Sekundäre Schutzmaßnahmen	28
2.6	Berechnungsmethoden von Steinschlag	29
2.6.1	Empirische Ansätze.....	29
2.6.2	Numerische Ansätze	30
2.7	Das Simulationsprogramm PFC – Particle Flow Code	34
2.7.1	Allgemeines.....	34
2.7.2	Diskontinuumsmechanische Modelle	34
2.7.3	Diskrete Elemente Methode DEM.....	35

2.8	Einfluss der Blockform auf die Ausrolldistanz.....	36
3	Durchgeführte Untersuchungen	39
3.1	Methodik.....	39
3.2	Das Untersuchungsgebiet Limberg	39
3.2.1	Geologie	40
3.2.2	Geometrie.....	40
3.2.3	Beschreibung der Fallversuche.....	40
3.3	Weitere Untersuchungsgebiete.....	41
3.3.1	Tagebau Klöch.....	41
3.3.2	Tagebau Pauliberg.....	42
3.3.3	Steinbruch Preg	42
3.4	Erstellung des Simulationsmodells in PFC.....	43
3.4.1	Kontaktmodell	43
3.4.2	Materialparameter.....	44
3.4.3	Berechnungsschritte.....	45
3.4.4	Versuchsblöcke	45
3.4.5	Gemeinsamer Datensatz der runden und quadratischen Blöcke	46
3.4.6	Gemeinsamer Datensatz aller Tagebaue.....	46
3.4.7	Initiale kinetische Energie.....	46
3.4.8	Erster Aufprall und Endposition.....	47
3.4.9	Darstellung des Simulationsmodells.....	48
4	Ergebnisse	49
4.1	Einfluss der Materialparameter im Tagebau Limberg.....	49
4.1.1	Simulation mit runden Blöcken.....	49
4.1.1.1	Einfluss der Materialparameter der Böschung – Auftreffdistanz.....	49
4.1.1.2	Einfluss der Materialparameter der Etage – Ausrolldistanz.....	52
4.1.2	Simulation mit quadratischen Blöcken.....	55
4.1.2.1	Einfluss der Materialparameter der Böschung – Auftreffdistanz.....	55

4.1.2.2	Einfluss der Materialparameter der Etage – Ausrolldistanz.....	58
4.1.3	Erkenntnisse des Einflusses der Materialparameter	62
4.2	Kalibrierung der Tagebaue mit gemeinsamen Datensatz aus runden und quadratischen Blöcken	63
4.2.1	Kalibrierung Tagebau Limberg	64
4.2.2	Kalibrierung Tagebau Klöch.....	65
4.2.3	Kalibrierung Tagebau Pauliberg	66
4.2.4	Kalibrierung Tagebau Preg.....	67
4.2.5	Erkenntnisse der Kalibrierung	68
4.3	Einfluss der Blockformen	69
4.3.1	Gegenüberstellung der Blockform Tagebau Limberg.....	69
4.3.2	Gegenüberstellung der Blockform Tagebau Klöch	70
4.3.3	Gegenüberstellung der Blockform Tagebau Pauliberg.....	71
4.3.4	Gegenüberstellung der Blockform Tagebau Preg	72
4.3.5	Erkenntnisse der Untersuchung der Blockform.....	72
4.4	Gemeinsamer Datensatz aller Tagebaue.....	74
4.4.1	Erkenntnisse aus der Kalibrierung eines gemeinsamen Datensatzes.....	76
5	Diskussion	77
6	Zusammenfassung.....	80
	Literaturverzeichnis.....	82
	Abbildungsverzeichnis	87
	Tabellenverzeichnis.....	91

1 Einleitung

1.1 Gefahren durch Steinschlag

Alpine Naturgefahren, zu denen auch Steinschlag gehört, können in allen Gebirgsregionen auftreten. Diese Ereignisse können katastrophale Auswirkungen haben, dort wo sie auf bewohnte bzw. vom Menschen genutzte Gebiete treffen, wie Siedlungsräume, Verkehrswege oder Infrastrukturen. Steinschlag in alpinen Regionen zeichnet sich durch unterschiedliche Intensität und Frequenz aus und weist in der Regel eine sehr kurze Vorwarnzeit auf. **Abb.1.1** zeigt in Rot die spontanen Sturzprozesse zu denen Berg-, Fels- und Blocksturz sowie Steinschlag gehören, mit deutlichen Datenlücken in Tirol. Aus dieser Grafik wird ersichtlich, dass sämtliche Bundesländer von geogenen Naturgefahren betroffen sind und dass diese keine Seltenheit sind. (Internationale Forschungsgemeinschaft INTERPRAEVENT 2009)

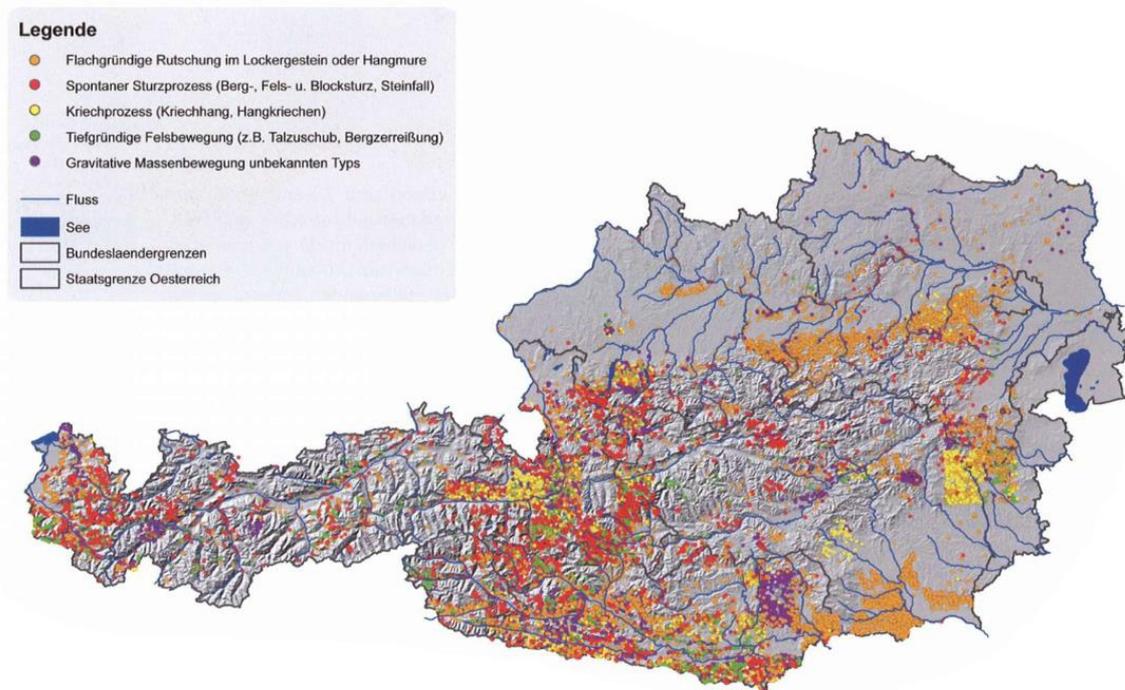


Abb.1.1: Geogene gravitative Massenbewegungen in sterreich (Internationale Forschungsgemeinschaft INTERPRAEVENT 2009)

Die topografische Struktur Österreichs ist geprägt von Mittel- und Hochgebirge und begrenzt dadurch den Dauersiedlungsraum¹ auf 38 % der Landesfläche. Diese gebirgige Landschaft erhöht den Druck auf verfügbare Flächen für Siedlungszwecke. Aufgrund des steigenden Platzbedarfs dehnen sich Wohnsiedlungen und Gewerbegebiete kontinuierlich in gefährdete Gebiete aus. Auch gehen die meisten Klimaforscher davon aus, dass extreme Witterungsereignisse häufiger werden und es dadurch vermehrt zu Naturkatastrophen wie Steinschlag kommen kann. (BMLFUW 2015)

1.2 Motivation

Kolenprat et al. (2018b) beschreiben in ihrer Studie über Tagebaue, dass Fallversuche die plausibelste Methode sind, um Reichweiten von abgehenden Einzelblöcken und in weiterer Folge tagbauspezifische Gefahrenbereiche am Böschungsfuß festzulegen, sofern diese hinsichtlich Anzahl der Würfe, Verteilung der Blockmassen, Böschungsformen oder Böschungshöhen repräsentativ sind. Diese Versuche dienen auch der Kalibrierung der Modellparameter von Steinfallprogrammen, um in weiterer Folge Reichweiten und Gefahrenbereich berechnen zu können. Gemäß der Tagbauarbeitenverordnung (TAV, BGBl. II Nr. 416/2010) sind im Rahmen der Gefahrenermittlung und Gefahrenbeurteilung tagbauspezifische Gefahrenbereiche festzulegen. Darunter sind jene Bereiche zu verstehen, in denen Gefahren wie Absturz, Steinschlag, Verschüttung oder Ertrinken bestehen. Eine genauere Konkretisierung wird jedoch nicht vorgenommen. Kolenprat et al. (2018b) untergliedern die tagbauspezifischen Gefahrenbereiche aufgrund der Reichweite von Sturzereignissen und den zu schützenden Objekten weiter in zwei Bereiche, die Gefährdung durch das Abgehen von einzelnen isolierten Blöcken (Steinfall) und die Gefährdung durch das Abgehen einer mehr oder weniger kohärenten Felsmasse. Betrachtet man den ersten Fall des Abgehens von Einzelblöcken (Steinfall), so kann man die Gefahrenzonen am Böschungsfuß in zwei weitere Kategorien unterteilen: Eine für Maschinenführer und eine für Fußgänger. Dies basiert auf der Reichweite der Sturzereignisse, der Auftreffdistanz und der Ausrolldistanz in Verbindung mit den Schutzobjekten im Einflussbereich von Aufprall und Ausrollen. Der Gefahrenbereich der Maschinenführer wird durch deren erhöhte Sitzposition durch die Auftreffdistanz bestimmt, da davon ausgegangen wird, dass ausrollende Blöcke für die Maschinenführer eine geringe-

¹ Unter Dauersiedlungsraum wird der Raum verstanden, der nach Abzug von Wald, alpinem Grünland, Ödland und Gewässer noch übrigbleibt. Er umfasst den für die Landwirtschaft, Siedlung und Verkehrsanlagen verfügbaren Raum. (BMLRT 2021)

re Gefährdung darstellen. Der Gefahrenbereich von Fußgängern wird hingegen durch die Ausrolldistanzen von Einzelblöcken bestimmt. In **Abb.1.2** sind die Gefahrenbereiche grafisch dargestellt.

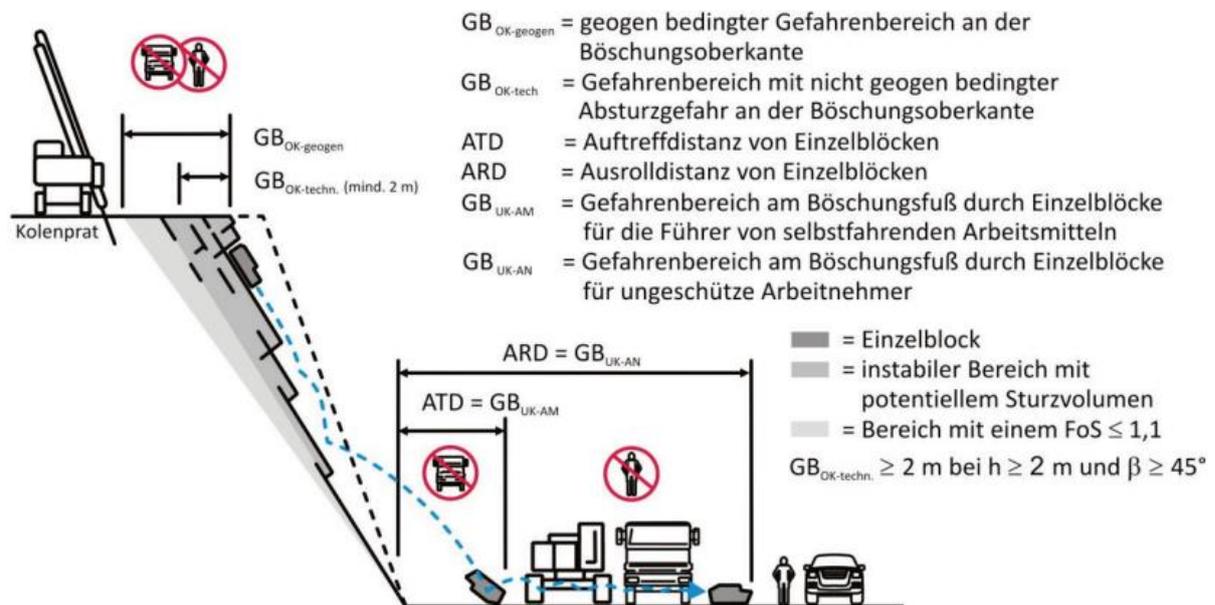


Abb.1.2: Unterteilung der tagbauspezifischen Gefahrenbereiche am Böschungsfuß mit der Gefahr herabfallender Einzelblöcke aufgrund der Reichweite von Sturzereignissen (Auftreffdistanz und Ausrolldistanz von Einzelblöcken) (Kolenprat et al. 2018b)

Motivation dieser Arbeit ist die bessere Bewertung dieser Gefahrenbereiche, um das Steinschlagrisiko zu verringern und Menschen und Maschinen besser schützen zu können. Dies soll durch die bessere Bestimmung von Auftreff- und Ausrolldistanzen mit Hilfe von Simulationsprogrammen ermöglicht werden.

1.3 Problemstellung und Zielsetzung

Gravitative Naturgefahren wie Steinschlag und Felssturz sind hochdynamische Prozesse, welche keine oder nur eine sehr geringe Vorwarnzeit haben und daher schwierig vorherzusagen sind. Charakteristisch sind dabei hohe Geschwindigkeiten und demzufolge hohe Aufprallenergien. Risiken und Gefahren aus Steinschlagereignissen ergeben sich daraus, dass Wege, Gebäude oder auch Menschen sich im Ablöse-, Transit- oder Auslaufbereich (vergleiche Kapitel 2.2.4) befinden. Die Folge können erhebliche Schäden an den Infrastrukturen sein, bis hin zu tödlichen Verletzungen bei Personen. (Engel et al. 2020)

Nach BMLFUW (2015) ist daher der beste Schutz vor Naturgefahren die Meidung von Gefahrenbereichen. Aus diesem Grund ist die Auseinandersetzung und das Fachwissen über Naturgefahren sehr wichtig, wobei in dieser Masterarbeit der Fokus auf der Beur-

teilung und Simulation von Steinschlag liegt. Solche Simulationen können dabei helfen, Gefahrenbereiche besser zu beurteilen.

Darüber hinaus sind nach der ONR-24810 (Austrian Standards International 2020) Steinschlagsimulationen verpflichtend durchzuführen, sofern sekundäre Schutzmaßnahmen vorgesehen sind.

Ziel der vorliegenden Arbeit ist es, Steinschlagereignisse in Tagebaue realitätsnah nachzubilden. Anhand des verwendeten numerischen Simulationsprogramm PFC (particle flow code) der Itasca Consulting Group soll das Steinschlag-Geschehen eingeordnet werden. Das Modell soll als Grundlage für die Simulation in weiteren Tagebauen dienen, indem ein Satz von Dämpfungs- und Reibungsparameter gefunden werden soll, der in allen Tagebauen gültig ist. PFC wurde unter anderem entwickelt, um Massenstürze zu simulieren, wobei die Sturzmasse als Ansammlung von diskreten Elementen (Partikeln) modelliert wird. Eine Anwendbarkeit soll nun auch für die Bewegung von Einzelblöcken untersucht werden. Basierend auf dem erstellten Modell sollen folgende wesentliche Forschungsfragen beantwortet werden:

Forschungsfrage 1	Wie wirken sich die im Steinschlags Simulationsmodell PFC verwendeten Blockformen sowie Dämpfungs- und Reibungsparameter der Böschung und der Etage auf die Auftreff- und Ausrolldistanz von Steinschlägen am Beispiel von Tagebauen aus?
Forschungsfrage 2	Wie kann die Anwendbarkeit eines Steinschlags Simulationsmodells in PFC in Hinblick eines allgemein gültigen Satzes von Dämpfungs- und Reibungsparametern, der für alle Tagebaue gültig ist, bewertet werden?

1.4 Aufbau

Im ersten Teil dieser Arbeit wird auf die theoretischen Grundlagen eingegangen. Dabei werden die unterschiedlichen Versagensmechanismen von Talflanken und Böschungen

erklärt, die verschiedenen Sturzprozesse definiert und Entstehungsursachen beschrieben. Anschließend werden verschiedenen Schutzmaßnahmen gegen Steinschlag aufgezählt. Weiters werden die unterschiedlichen Berechnungsmethoden von Steinschlag erklärt. Dabei werden sowohl empirische Ansätze als auch analytische und numerische Methoden beschrieben und verschiedene Berechnungsansätze dargestellt. Gleichzeitig wird kurz auf die Kalibrierung und Grenzen der Anwendung von Simulationsmodellen eingegangen. Ferner werden die beiden Steinschlagsimulationsprogramme PFC und THROW erklärt. Abschließend wird der Einfluss der Blockform auf die Ausrolldistanz mit Quellen aus der Literatur beschrieben.

Im zweiten Teil folgen die Simulationen mit der Software PFC. Zunächst werden die einzelnen Tagebaue kurz beschrieben, bevor das verwendete Simulationsmodell erläutert wird. Anschließend erfolgt eine Untersuchung des Einflusses der verschiedenen Materialparameter auf die Auftreff- und Ausrolldistanz. Mit den Erkenntnissen dieser Untersuchung erfolgt die Kalibrierung der einzelnen Tagebaue. Anschließend wird der Einfluss der Blockform auf die verschiedenen Tagebaue evaluiert. Abschließend wird versucht, einen einzigen, für alle Tagebaue gültigen Satz von Materialparameter zu finden, so dass dieser für alle Tagebaue verwendet werden kann.

2 Theoretische Grundlagen

Um die Stabilität einer Felsböschung und mögliche geogene gravitative Naturgefahren bewerten zu können, ist es notwendig, den vorherrschenden Versagens- bzw. Ablösemechanismus mit dem zugrundeliegenden mechanischen Modell zu identifizieren. Zudem muss die Sturzweite (RunOut) aus dem Abbruchereignis des Sturzprozesses bestimmt werden. Abbruch und Sturzprozesse sind dabei miteinander verknüpfte Vorgänge. Da derzeit aber noch kein zufriedenstellendes Universalmodell existiert, welches beide Prozesse gemeinsam abbildet, müssen diese vorläufig noch getrennt behandelt werden. (Preh 2020a)

2.1 Versagensmechanismen von Talflanken und Böschungen

Unter dem Begriff der geogenen Massenbewegung versteht man die gravitative Verlagerung von Gesteinsmassen, d.h. die talabwärts gerichtete Bewegung von Gestein durch die Wirkung der Schwerkraft (Czurda et al. 2005). Damit ein Hang in Bewegung tritt und somit versagt, benötigt es nach Genske (2017) zwei Bedingungen:

- Es muss die Möglichkeit bestehen, dass sich ein Bewegungsmechanismus ausgebildet (kinematische Bedingung).
- Es muss ein Trigger das Gleichgewicht der Kräfte stören, damit der Grenzzustand des Hangs überschritten wird. Die treibenden Kräfte überschreiten somit die haltenden Kräfte (mechanische Bedingung).

Die potenziellen Bewegungsmechanismen, welche sich aus der äußeren und inneren Geometrie des Hangs ergeben, können aus einem oder mehreren geologischen Teilkörpern bestehen.

Die spezifischen örtlichen geologischen und geometrischen Eigenschaften der Hänge, Böschungen und Felswände bestimmen die Art des möglichen Ablöse- bzw. Versagensmechanismus (Witt 2008).

Fallen

Reines Fallen als anfänglicher Versagensmechanismus eines Felsblocks kann nur die Folge eines Überhangs sein. Er tritt daher nur bei massivem Felsen mit klar definierten

Fugen auf, siehe **Abb.2.1** (Poisel 2018). Innerhalb eines kurzen Zeitraums lösen sich Gesteinsblöcke ab und stürzen mit erheblicher Geschwindigkeit von der Felswand herab. Diese Bewegungsart tritt nahezu ausschließlich in festen Gesteinsformationen auf. Die Ablösung des Gesteinsmaterials erfolgt oft entlang vorbestimmter Trennflächen, das heißt entlang von Störungen, Klüften oder Schichtflächen. Hierbei spielt der Porendruck des im Gestein vorhandenen Bergwassers eine maßgebliche Rolle und hat Auswirkungen auf die Aufweitung und Vergrößerung von Rissen und Spalten. Daher werden die meisten Sturzereignisse durch intensive Regenfälle oder Frostaufdehnung ausgelöst (Czurda et al. 2005). Die Abstürze von Gesteinsblöcken, insbesondere entlang von Klüftungen, sind von erheblicher Bedeutung, insbesondere wenn es um Überhänge entlang von Straßen geht (Austrian Standards International 2017).

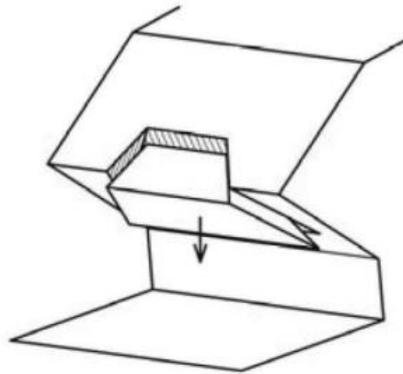


Abb.2.1: Fallen eines Klüftkörpers aus einem Überhang (Poisel und Preh 2004)

Kippen

Der Begriff Kippen beschreibt die Neigung eines Blockes, sich um eine Achse unterhalb eines Schwerpunktes zu drehen, wobei die Bewegung hangabwärts erfolgt (Czurda et al. 2005). Wie in **Abb.2.2** ersichtlich, kommt es zu einer Vorwärtsdrehung der Felsblöcke ähnlich wie bei Dominosteinen (Poisel und Preh 2004). Diese Art des Versagens tritt kinematisch auf, wenn die Trennflächen nahezu die gleiche Streichrichtung wie die Böschungsfäche haben und steil in den Hang eintauchen. Die Neigung zum Kippen ist kinematisch umso höher, je geringer die Abweichung der Streichrichtung der Trennflächen von der Richtung der Böschung ist (Austrian Standards International 2017). Diese Bewegungen werden vorrangig durch eng ausgerichtete Trennflächen begünstigt, insbesondere durch Schichtung, sowie durch intensive Verwitterungs- oder Erosionsprozesse. Abhängig von den gegebenen Geländeformen ergeben sich fließende Übergänge zum Fallen (Czurda et al. 2005).

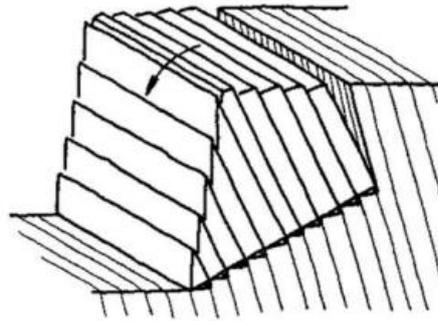


Abb.2.2: Kippen einer Felsböschung (Poisel und Preh 2004)

Biegekippen

Bei diesem Bruchmechanismus biegen sich steil in den Hang einfallende, platten- oder säulenförmige Kluftkörper, wie in **Abb.2.3** dargestellt, unter dem Einfluss der Schwerkraft wie Kragarme bis zum Kippversagen (Austrian Standards International 2017). Ein typisches Merkmal sowohl des Biegekippen wie auch des Blockkippen ist das Sägemuster der Hangoberfläche (Poisel und Preh 2004).

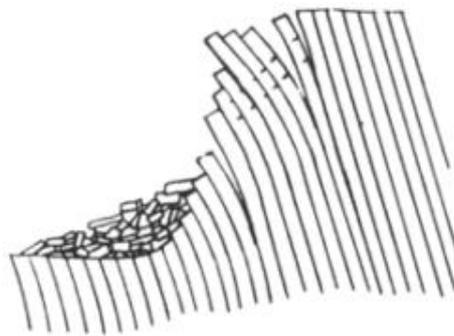


Abb.2.3: Biegekippen (Poisel und Preh 2004)

Gleiten

Dieser Versagensmechanismus zeigt sich durch die Bewegung eines starren Blocks entlang einer hangabwärts gerichteten Ebene, wie in **Abb.2.4** dargestellt. Diese Art des Versagens ist kinematisch möglich, wenn die Trennflächen nahezu die gleiche Ausrichtung wie die Böschungsfäche haben und parallel zur Böschung, jedoch in flacherem Winkel verlaufen (Austrian Standards International 2017). Gemäß den Erklärungen nach Poisel (2018) trete Gleiten auf, wenn der Scherwiderstand in der Trennfläche, über die der Kluftkörper hangabwärts gleitet und von den Scherkräften überschritten werde. Hervorgerufen werde der Versagensmechanismus durch Faktoren wie Eigengewicht oder Wasserdrücke. Das Gleiten eines Kluftkörpers stelle in Felsböschungen einen der häufigsten Mechanismen für Versagen dar.

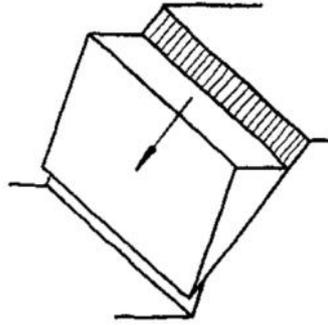


Abb.2.4: Ebenes Gleiten einer Felsböschung (Poisel und Preh 2004)

Gleiten eines keilförmigen Gleitkörpers

Im Unterschied zum Gleiten auf einer Gleitfläche, wie in **Abb.2.4** dargestellt, gleitet bei diesem Versagensmechanismus wie in Austrian Standards International (2017) beschrieben, ein keilförmiger Gesteinskörper auf zwei Gleitflächen aus der Böschung heraus (**Abb.2.5**). Dieser Mechanismus kann kinematisch auftreten, wenn die als eben angenommenen Trennflächen eine gerade Schnittlinie bilden, welche aus der Böschung herausragt.

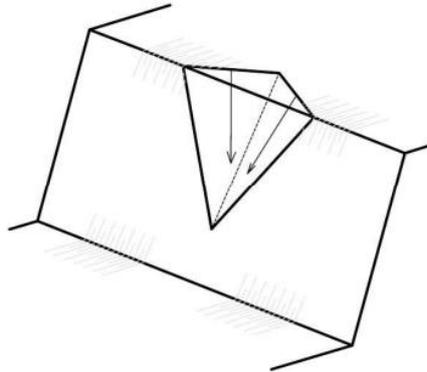


Abb.2.5: Räumliches Gleiten einer Felsböschung (Poisel und Preh 2004)

Translation mehrerer Gleitkörper auf einer polygonalen Gleitfläche

Eine Felsmasse könne nach Poisel (2018) auf einer polygonalen Gleitfläche nur dann gleiten, wenn diese durch Bruchflächen, die an den Knickstellen der Gleitfläche ansetzen, in Teilkörper unterteilt werde (**Abb.2.6**). Diese Bruchflächen können bereits vorhanden sein oder während der Bewegung entstehen und ermöglichen die erforderlichen Scherbewegungen zwischen den Teilbereichen.

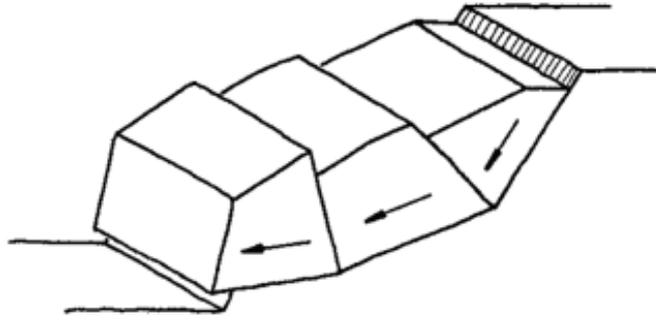


Abb.2.6: Translation mehrerer Gleitkörper auf einer polygonalen Gleitfläche (Poisel und Preh 2004)

Rotationsgleitung

Rotationsgleitung trete nach Poisel (2018) in stark zerklüftetem oder stark verwittertem Felsen auf und ist dadurch einem Lockergestein sehr ähnlich. Die Kluftkörpergröße müsse dabei wesentlich kleiner als die Böschungshöhe sein. Die Raumstellung der Trennflächen sei dagegen von geringer Bedeutung. Insofern ähnele dieses Verhalten dem Versagen einer Lockergesteinsböschung in Form eines Gleitkreises. In **Abb.2.7** ist eine Skizze des Versagensmechanismus dargestellt.



Abb.2.7: Rotationsgleitung (Poisel und Preh 2004)

Knicken

Knickversagen (**Abb.2.8**) kann bei Böschungen auftreten, die im Verhältnis zur Böschungshöhe aus dünnen Felssäulen oder -platten bestehen (Poisel und Preh 2004). Eine Voraussetzung zum Ausknicken ist das böschungsparallele Trennflächengefüge mit steilem Einfallen zur Luftseite (Austrian Standards International 2017). Dieser Versagensmechanismus wird laut Poisel (2018) bei einem Verhältnis der Säulen bzw. Plattendicke zur schrägen Böschungshöhe von ca. 1:100 beobachtet. Aus diesem Grund komme dieser Mechanismus nur bei dünnen Gesteinsschichten mit großen Wandhöhen zum Vorschein.

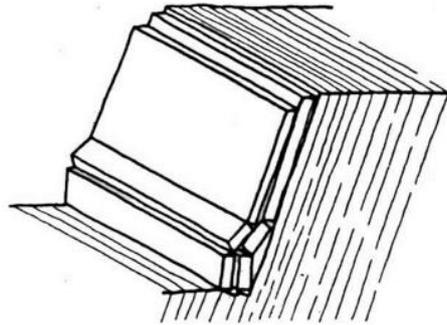


Abb.2.8: Knicken (Poisel und Preh 2004)

Rückwärtsrotation von Kluffkörpern

Die Rückwärtsrotation von Kluffkörpern ähnelt dem Abrutschen einer zu flach an die Wand angelehnten Leiter. Das Gleiten der tafelförmigen Kluffkörper erfolgt auf horizontalen bis flach hangauswärts geneigter Klüfte sowie entlang von Klüften, die in gleicher oder steilerer Richtung wie die Abbaufäche einfallen (siehe **Abb.2.9**). (Poisel 2018)

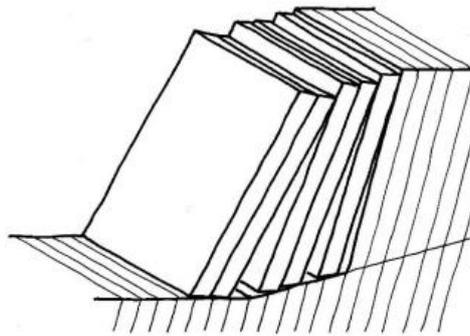


Abb.2.9: Rückwärtsrotation von Kluffkörpern (Poisel und Preh 2004)

Abfahren, Abgleiten oder Kippen turmartiger bzw. plattenförmiger Kluffkörper am Rand eines Systems „Hart auf Weich“

Dieser Versagensmechanismus kommt zum Vorschein bei Lagerung eines kompetenten (steifen, festen) Felskörpers auf einem inkompetenten (weichen, weniger festen) Sockel. Hierbei entsteht aufgrund des Auspressens und Ausweichens des Sockelmaterials eine Zugbelastung im darüberliegenden steifen Felskörper. Dies kann weiters zu einer Fragmentierung in Form von turmartigen und plattenförmigen Großkluffkörpern am Rand des steifen Felskörpers führen, sofern eine solche Zerlegung nicht bereits zuvor existierte. **Abb.2.10** stellt den Versagensmechanismus grafisch dar. (Poisel 2018)

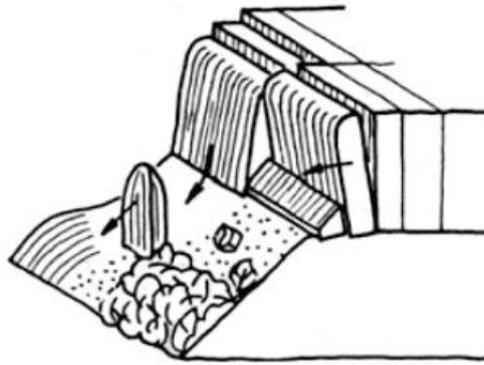


Abb.2.10: Abfahren, Abgleiten oder Kippen turmartiger bzw. plattenförmiger Kluffkörper am Rand eines Systems „Hart auf Weich“ (Poisel und Eppensteiner 1989)

Rotation einzelner Kluffkörper

Bei der Rotation einzelner Kluffkörper dreht sich ein Kluffkörper auf einer Trennfläche aufgrund der außermittigen oder teilweisen nachgebenden Auflagerung (**Abb.2.11**) (Austrian Standards International 2017). Rotationen von Kluffkörpern gefährden die Standsicherheit von Festgesteinsböschungen in der Regel wesentlich stärker als reine Translationen, sofern sie kinematisch möglich sind (Poisel 2018). Diese Drehung von Felsblöcken um eine horizontale Achse und parallel zur Hangoberfläche ist Teil vieler Versagensmechanismen von Felshängen wie der Rückwärtsrotation von Kluffkörpern oder Kippen (Poisel und Preh 2004).

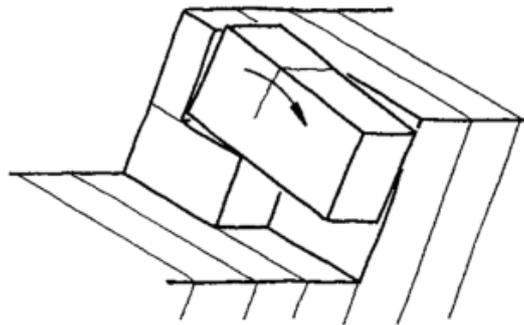


Abb.2.11: Rotation eines Kluffkörpers (Poisel und Preh 2004)

2.2 Sturzprozesse

2.2.1 Definition und Abgrenzung

Die Unterscheidung von Steinschlag und Felssturz erfolgt aus der Anzahl der Sturzblöcke während eines Absturzereignisses (Suda et al. 2012). Nach Kienholz et al. (1998) werden die einzelnen Sturzprozesse wie folgt unterschieden:

- Steinschlag $\varnothing < 0,5 \text{ m}$

- Blockschlag $\varnothing > 0,5 \text{ m}$
- Felssturz $100 \text{ m}^3 - 1 \text{ Mio. m}^3$
- Bergsturz, Felslawine $> 1 \text{ Mio. m}^3$

In der unten folgenden **Abb.2.12** werden die unterschiedlichen Fallprozesse schematisch dargestellt:



Abb.2.12: Arten von Fallprozessen (Hübl et al. 2011)

Die unterschiedlichen Sturzprozesse lassen sich in Einzelabstürze (Steinschlag oder Blockschlag) und Massenstürze (Felssturz oder Bergsturz) unterteilen. Ein Massensturz unterscheidet sich dahingehend von einem Einzelsturz, dass sich beim Massensturz eine zusammenhängende Felsmasse ablöst, die sich während des Sturzprozesses in viele Blöcke zerteilt. Die Wechselwirkung der Elemente bei größeren Fels- und Bergstürzen hat einen bedeutenden Effekt auf die Bewegung der Sturzmasse („Sturzstrom“). (Heim 1932)

2.2.2 Bergsturz

Ein Bergsturz beschreibt eine unmittelbare Massenschwerebewegung im Hochgebirge, wo große Teile einer Bergkuppe oder Bergwand abbrechen und abstürzen. Die abstürzende Gebirgspartie geht dabei aus einer gleitenden Bergmasse hervor. Die Bergkuppe oder Teile davon bewegen sich gleitend dem Abhang zu, bis es zu einer Kippbewegung kommt. Als Gleitflächen fungieren dabei Schichtflächen, Schieferungen oder Störungsflächen. Am Berg sind auch deutlich sichtbare Abrisskanten zu erkennen. Häufig sind, bevor es zum Bergsturz kommt, kleinere Felsstürze oder Steinschlagereignisse zu beobachten. (Dachroth 2017)

Die herabfallenden Gesteinsmassen werden durch die hohe auftretende Energie schnell fragmentiert. Anschließend bewegen sie sich als sehr schnelle Massenströme

talwärts und weisen ein flüssigkeitsäquivalentes Verhalten mit hoher Mobilität auf. Ursache für die hohe beobachtete Mobilität ist der hohe Fragmentierungsgrad der Sturzmasse und die Untergrundverhältnisse entlang der Sturzbahn. Gesättigte Verhältnisse oder Altschneeauflagen spielen dabei eine wesentliche Rolle. (Preh 2020a)

2.2.3 Felssturz

Im Gegensatz zum Steinschlag kommt es bei Felssturz zum Abbruch größerer zusammenhängender Felsmassen (Preh 2020a). Steinschlag deutet dabei häufig auf das Versagen einer größeren Gebirgspartie hin. Fällt diese zu Tal, so spricht man von einem Felssturz (Genske 2017).

Die Felsmasse wird während des Sturzes bzw. beim Aufprall in Blöcke und Steine fraktioniert. Die Interaktion zwischen den Komponenten hat dabei keinen maßgeblichen Einfluss auf die Dynamik des Prozesses. (Kienholz et al. 1998)

Nach Preh (2020a) werde hierbei der Abbruch (abhängig vom vorherrschenden Versagensmechanismus) und der Beginn des Sturzprozesses maßgeblich durch die Fragmentierung der Felsmasse und die Interaktion der Fragmente untereinander beeinflusst. In späteren Phasen (mit zunehmender Ausbreitung) könne die Interaktion der Blöcke wieder abnehmen und im Extremfall zu gleichzeitigen parallel ablaufenden Steinschlagereignissen übergehen. Durch die geringere Menge an ausgelöstem Material und die zu gering fragmentierten Felsblöcke entstehe kein Massenstrom (Felslawine) mit flüssigkeitsähnlichem Verhalten.

2.2.4 Stein- und Blockschlag

Die österreichische Richtlinie zum technischen Steinschlagschutz (Austrian Standards International 2020) beschreibt Steinschlag ($\emptyset < 0,5$ m) bzw. Blockschlag ($\emptyset > 0,5$ m) als das Fallen, Springen oder Rollen von isolierten Steinen und Blöcken.

Bewegungsarten

Allgemeine, gängige Definitionen beschreiben den Steinschlagprozess als eine Bewegung einzelner, voneinander unabhängiger Felsfragmente (Steine oder Blöcke). Nach Bozzolo (1987) werden dabei vier Bewegungszustände unterschieden: Fallen, Springen, Gleiten und Rollen. Zu welchem dominanten Bewegungszustand es komme, hänge von folgenden Faktoren ab:

- der Fallhöhe
- der Länge und der Morphologie (Hangneigung) der Sturzbahn
- der Beschaffenheit der Oberfläche (Oberflächenrauheit und Dämpfung)
- den Materialeigenschaften des vorherrschenden Gesteins (z.B. Einfluss durch Fragmentierung)

Aufgrund zahlreicher Beobachtungen konnte festgestellt werden, dass der dominante Bewegungszustand jedoch zumeist das Springen, also die Interaktion des Felsfragments mit dem Untergrund mittels episodischer Einschläge ist. Die anderen Bewegungszustände (Fallen, Gleiten und Rollen) werden vor allem am Beginn und am Ende eines Sturzprozesses beobachtet. Weiters wurde erkannt, dass große Blöcke im Vergleich zu kleineren während des Sturzprozesses weniger springen und öfters zum Rollen neigen. (Bozzolo 1987)

Dorren (2003) hat basierend auf der Studie von Ritchie (1963) eine Einteilung der Bewegungsformen in Abhängigkeit der mittleren Hangneigung gefunden. Demnach führen Geländeneigungen bis 45° zu einem rollenden und gleitenden Verhalten der Steinschlagkörper. Bei Neigungen zwischen 45° und 70° kommt es hauptsächlich zu Springen und Abprallen in kurzen Abständen und über 70° zu freiem Fallen der Sturzkörper.

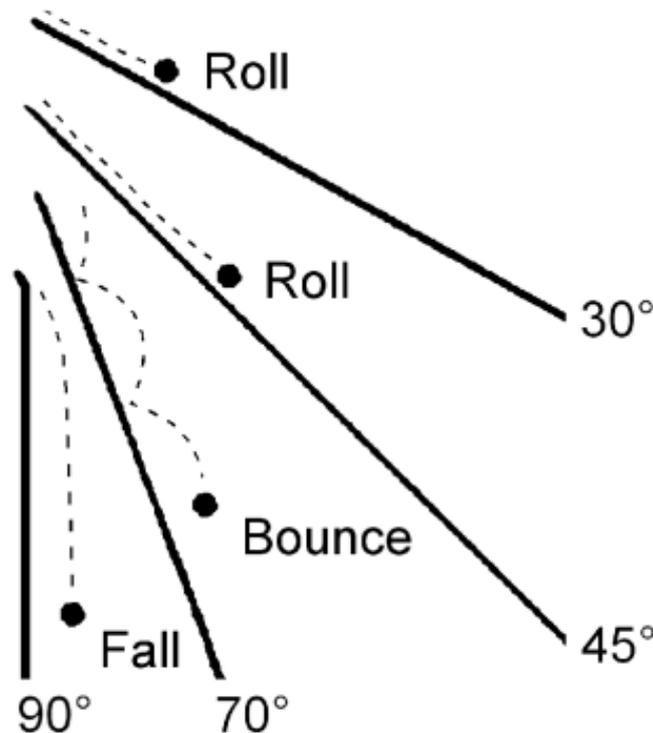


Abb.2.13: Bewegungsform von Steinschlagprozessen in Abhängigkeit der Hangneigung (Ritchie 1963 verändert von Dorren 2003 S.72)

Geschwindigkeiten

Ein zusätzliches Charakteristikum von Stein- oder Blockschlägen besteht in den beträchtlichen Prozessgeschwindigkeiten. Anhand von Sturzversuchen an bewaldeten und nicht bewaldeten natürlichen Hängen und Rückrechnungen von Steinschlagereignissen wurden Höchstgeschwindigkeiten von 30 bis 35 m/s, vereinzelt auch über 45 m/s, ermittelt. (Preh (2020))

Prozessbereiche

Der Ablauf eines Steinschlagprozesses kann nach Suda et al. (2012) in unterschiedliche Prozessbereiche unterteilt werden. Die **Abb.2.14** zeigt neben den Prozessbereichen auch mögliche Ablöse-, Bewegungs- und Aufpralltypen. Die Prozessbereiche können folgendermaßen eingeteilt werden:

- Ablöse-, bzw. Entstehungsgebiet
- Sturzbahn oder Transitbereich
- Ablagerungsgebiet

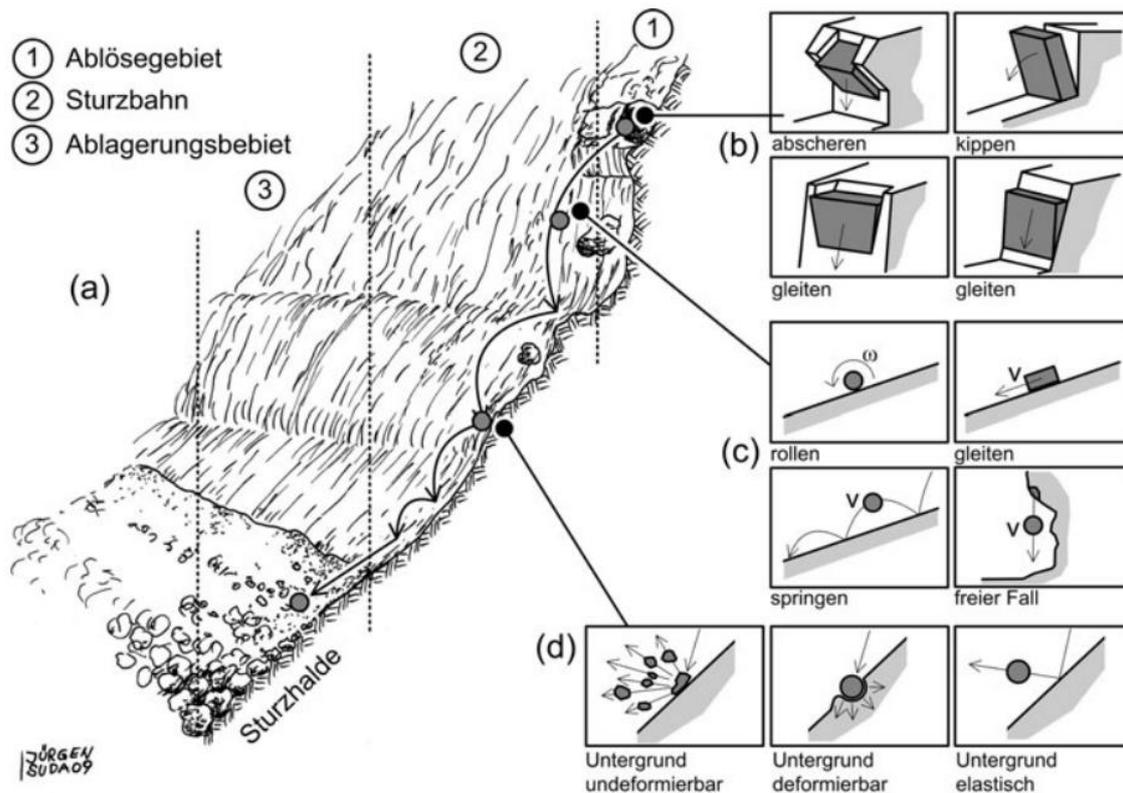


Abb.2.14: Steinschlag: (a) Ablauf; (b) mögliche Ablösetypen; (c) Bewegungstypen; (d) Aufpralltypen (Suda et al. 2012)

Ein Steinschlagereignis startet mit der Mobilisierung von Einzelblöcken (**Abb.2.14a**) aus anstehendem Felsbereich oder aus Hangschutt. Damit der Steinschlagprozess initiiert

wird, ist ein Versagen des Felsgefüges erforderlich, wobei die Versagensmechanismen Fallen, Kippen oder Gleiten auftreten können (**Abb.2.14b**). Welcher Versagensmechanismus eintritt, hängt wesentlich von der räumlichen Orientierung der Trennflächen und deren Beziehung zur Hangoberfläche ab. Dieser Prozess findet im sogenannten Ablösegebiet statt. Nach erfolgter Ablösung springen, gleiten, rollen oder fallen die Gesteinsblöcke über die Stutzbahn talwärts (**Abb.2.14c**). Während des Sturzprozesses kommt es durch die Interaktion der Blöcke mit dem Untergrund und der Dämpfungseigenschaften des Untergrundes zur Umwandlung von kinetischer Energie in Verformungsenergie. Dem Sturzblock wird Energie entzogen (**Abb.2.14d**). Ist die Dämpfung größer als die gravitative Beschleunigung, so wird der Sturzblock langsamer bis hin zum Stillstand. Diese Position wird als Ablagerungsgebiet bezeichnet. (Suda et al. 2012)

2.3 Entstehung und Ursachen von Sturzprozessen

Im folgenden Kapitel wird auf die Ursachen eingegangen, warum eine Talflanke bzw. eine Felsböschung instabil wird. Hangbewegungen benötigen, um in Bewegung zu kommen, einen Auslöser oder Trigger. Die primären Auslösefaktoren können Veränderungen der Hanggeometrie, der Bergwasserverhältnisse, der Belastung oder der Festigkeitseigenschaften sein. Diese Veränderungen können natürlichen Ursprung haben oder auch durch den Menschen verursacht worden sein. (Genske 2017)

Es wird darauf hingewiesen, dass in der nachfolgenden Auflistung viele Wechselbeziehungen bestehen und einzelne Prozesse öfters zugeteilt werden könnten.

Veränderung der Hanggeometrie

Eine Veränderung der Hanggeometrie bewirkt eine Verschiebung des Kräftegleichgewichts, wobei eine Versteilung des Hanges eine Abnahme der Standsicherheit zur Folge hat. Dies kann auf natürliche oder anthropogene Weise erfolgen. (Genske 2017)

- **Natürliche Veränderung:** Durch die Abtragung (Erosion) des Hangfußes durch Vorfluterverhältnisse bzw. der Meeresspiegel kann die Hanggeometrie verändert werden. Im alpinen Bereich haben auch eiszeitliche Gletscher die Hangböschungen verändert. Es entstanden die typischen Trogtäler. (Genske 2017) Verwitterung und Erosion können auch die Hanggeometrie verändern. Eine genauere Erklärung erfolgt im Unterpunkt zur Änderung der Spannungsverhältnisse und Festigkeit.

- Anthropogene Eingriffe: Der Mensch greift aktiv in die Hanggeometrie durch Baumaßnahmen ein und destabilisiert dadurch die Hänge (Genske 2017). Beispiele hierfür sind die Versteilungen von Hängen, das Erstellen von Anschnitten sowie der Vortrieb von Lehnentunneln (Preh 2020b).

Veränderung der Bergwasserverhältnisse

- Niederschlag und Bergwasser: Die Bergwasserverhältnisse können durch das Eindringen von Regen oder Schmelzwasser verändert werden. Dies führt im Lockergestein zu einer Erhöhung des Porenwasserdrucks und verringert dadurch die Scherfestigkeit. Das gleichzeitige Durchströmen des Hanges löst eine zusätzliche Strömungskraft aus. Im Festgestein wird der hydrostatische Druck und der Kluftwasserdruck erhöht. Insgesamt häufen sich die Massenbewegungen nach heftigen Regenfällen und nach der Schneeschmelze, wobei kurze Starkregen zu kleineren Massenbewegungen führen, wohingegen nach langen und intensiven Regen größere Massenbewegungen typisch sind. (Genske 2017)
- Anthropogene Veränderung der Bergwasserverhältnisse: Der Aufstau von Wasser mit Staumauern oder Talsperren verändert die Bergwasserverhältnisse und kann zu einer Destabilisierung des Hanges führen. Als bekanntestes Beispiel einer solchen Hangdestabilisierung kann die Rutschung von Vajont in den italienischen Alpen genannt werden, was zu einer Katastrophe mit über 2000 Toten geführt hat. (Genske 2017)

Änderung der Spannungsverhältnisse und Festigkeit

- Natürliche Veränderung: Durch die Veränderung der Festigkeit des Gebirges kann es zu Massenbewegungen kommen. Vor allem das Problem der Verwitterung spielt hier eine bedeutende Rolle. Der allmähliche, mitunter in geologischen Zeiträumen stattfindende Prozess setzt die Festigkeit des Gebirges herab. Dadurch werden die rückhaltenden Kräfte reduziert, bis das Grenzgleichgewicht überschritten wird und die Massenbewegung einsetzt. Der Verwitterungsprozess unterscheidet sich in mechanischer Verwitterung, der Zerlegung des Gesteins infolge mechanischer Einwirkung, chemische Verwitterung, die Zersetzung oder Auflösung des Gesteins durch einen chemischen Prozess und die biologische Verwitterung, die Zerkleinerung des Gesteins durch Pflanzen und Tiere. Typische Formen der mechanischen Verwitterung sind dabei die Temperaturverwitterung (Temperaturschwankungen), die Frostverwitterung (Frostsprengungen) und die Salz-

verwitterung (Salzkristallbildung). Beispiele von chemischer Verwitterung sind die Lösungsverwitterung, die Kohlensäureverwitterung, die hydrolytische Verwitterung und die Oxidationsverwitterung. Die auflockernde Wirkung von Pflanzenwurzeln (Wurzeldruck) kann als Beispiel der biologischen Verwitterung genannt werden. Das Auftauen von Permafrostbereichen kann ebenfalls als Form des Festigkeitsschwunds gesehen werden. Dies spielt vor allem im Hochgebirge eine bedeutende Rolle, wodurch kompakt gefrorenes Gebirge aufgelockert wird und so seine Festigkeit verliert. Es kann aber auch in subpolaren Regionen wie z.B. in Sibirien zum Problem werden, wo selbst flache Hänge in Bewegung geraten können. (Genske 2017)

- Anthropogene Veränderung: Bautätigkeiten können zusätzliche äußere Lasten hervorrufen, welche das Kräftegleichgewicht eines Hanges stören und zu Bewegungen im Hang führen können (Genske 2017). Zusätzliche Auflasten durch die Errichtung von Bauwerken oder Deponien wirken sich negativ auf die Hangstabilität aus. Ebenfalls kann die Wegnahme von Auflasten am Böschungsfuß einen negativen Einfluss haben. (Preh 2020b)

Erschütterungen und dynamische Beanspruchungen

- Natürliche Erschütterungen: Erdbeben können auf natürliche Weise der Auslöser für dynamische Beanspruchungen sein (Genske 2017). Ein Erdbeben als Folge von dynamischen Prozessen im Erdinneren löst dabei messbare und teilweise auch wahrnehmbare Erschütterungen in der Erdkruste aus. Als Folge dieses Prozesses bewegen sich die Lithosphärenplatten aufeinander zu oder aneinander vorbei, was insbesondere an den Plattengrenzen zu großen Spannungen führen kann. Wird diese Spannung überschritten, führt dies zu ruckartigen Bewegungen und es kommt zum tektonischen Beben. (Suda et al. 2012)
- Künstliche Erschütterungen: Sprengungen, Verkehr und Bautätigkeiten (z.B. Rammpfähle) können dynamische Beanspruchungen hervorrufen und können als zusätzliche Last interpretiert werden, welche ungünstig angesetzt wird (Genske 2017).

Gefüge

- Die spezielle Anordnung von Trennflächen und Klüften kann zu gewissen Versagensmechanismen führen wie sie im Kapitel 2.1 beschrieben werden (Preh 2020b).

2.4 Lösungsmethoden für Steinschlag

Das schweizer Bundesamt für Strassen/Baudirektion GD SBB (1998) unterteilt die möglichen Lösungen gegen Steinschlag in vier Kategorien:

- Nichtstun: keine Maßnahmen werden getroffen (normaler betrieblicher Unterhalt)
- Überwachen: mögliche Gefahrenstellen werden periodisch visuell oder permanent mit automatischen Messeinrichtungen verbunden mit Alarmanlagen überwacht. Eine Überwachung kann auch nach besonderen Ereignissen wie Erdbeben oder nach langen Niederschlagsperioden erfolgen. Während extremer Situationen kann auch eine Nutzungsbeschränkung verhängt werden.
- Vermeiden: Durch Sicherung der Gefahrenquelle mit technischen Maßnahmen wie Felsnägel, Anker, Spritzbeton, Unterfangungen usw. soll ein Ablösen von Sturzkörpern verhindert werden. Eine periodische Überwachung und Erhaltungskosten sollen innerhalb akzeptabler Grenzen liegen. Es kann auch eine Umgehung der Gefahr durch z.B. Umfahrungstunnel oder Wechsel der Talseite erfolgen.
- Schützen: Bauwerke sollen durch technische Baumaßnahmen wie Schutzdämme oder Steinschlagnetze geschützt werden. Für Verkehrsträger können Ablenkdämme, Ablenkmauern, Auffanggräbern, Steinschlagschutzgalerien oder ähnliches errichtet werden.

2.5 Schutzmaßnahmen

Schutzmaßnahmen gegen Steinschlag können nach ONR-24810, Technischer Steinschlagschutz von Austrian Standards International (2020), in primäre und sekundäre Schutzmaßnahmen unterteilt werden.

2.5.1 Primäre Schutzmaßnahmen

Primäre Schutzmaßnahmen sind technische Maßnahmen im Ablösebereich. Diese Maßnahmen haben zum Ziel, das Losbrechen und Abstürzen von Felsen und Steinen zu verhindern (Austrian Standards International 2020).

Als Baumaßnahmen können hierfür Anker, Nägel, Trossensicherungen, Unterfangungen, Vernetzungen oder Sicherungen durch Spritzbeton verwendet werden. Eine weitere verwendete Maßnahme kann der Rückschnitt von Gehölz sein, da der Wurzeldruck zum Ablösen von Felsen führen kann. (Menz et al. 2020)

2.5.2 Sekundäre Schutzmaßnahmen

Austrian Standards International (2020) definiert sekundäre Schutzmaßnahmen in der ONR-24810 als technische Maßnahmen in der Sturzbahn und im Ablagerungsgebiet von Steinschlagprozessen oberhalb gefährdeter Objekte, durch welche die Auswirkungen von Steinschlagprozessen verringert werden sollen.

Welche technische Maßnahme zum Steinschlagschutz getroffen wird, hängt von der vorgesehenen Nutzung und den Schutzzielen ab. Daraus können Anforderungen an die Schutzmaßnahmen abgeleitet werden. Zusätzlich spielt die Häufigkeit des Ausmaßes des Steinschlags sowie die Bewegungsdichte eine bedeutende Rolle. Zusätzliche Kriterien wie mögliche Ausführungsmöglichkeiten, Dauerhaftigkeit, betrieblicher Unterhalt und Erhaltungskosten, Rücksicht auf andere Verkehrsträger, Gestaltungsmöglichkeiten oder die Einpassung an die Umgebung beeinflussen auch die mögliche Wahl der Schutzmaßnahme. Ein weiteres wichtiges Kriterium ist die mögliche Energieaufnahme der Schutzmaßnahme. Diese ist abhängig von der Masse und der Aufprallgeschwindigkeit des Sturzblocks. In **Abb.2.15** sind die energetischen Aufnahmekapazitäten von Schutzsystemen dargestellt. (Bundesamt für Strassen/Baudirektion GD SBB 1998)

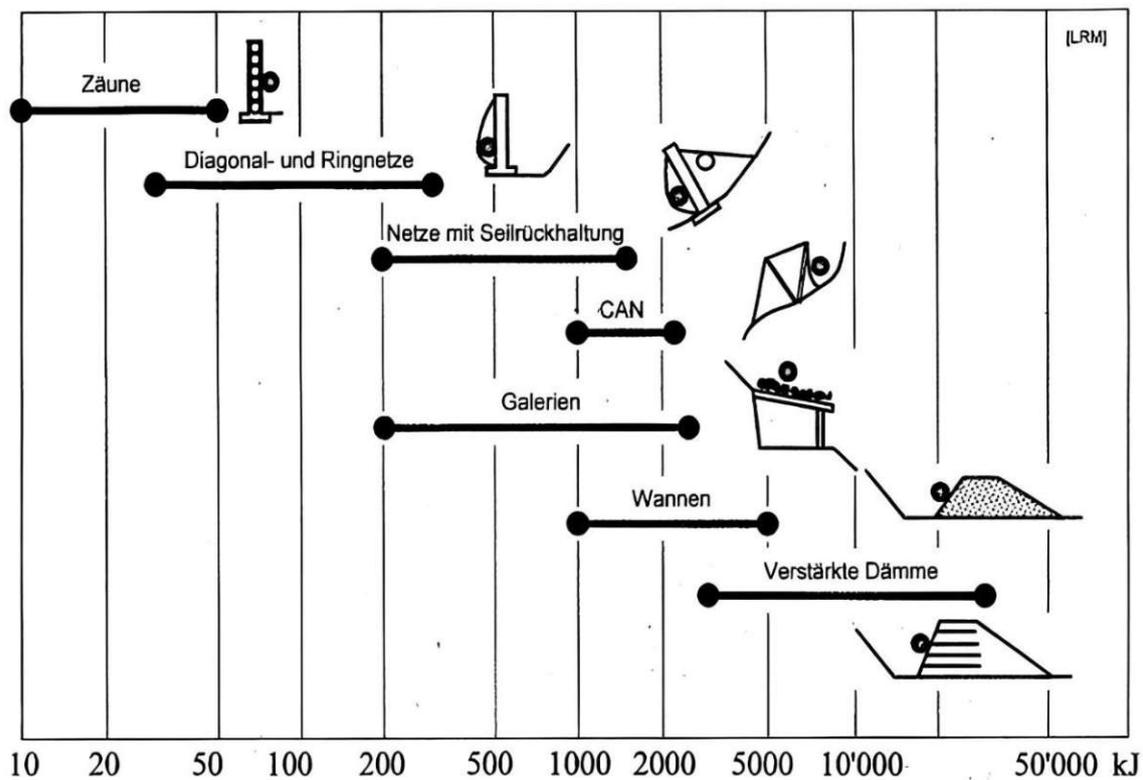


Abb.2.15: Energieabhängige Anwendungsbereiche von Schutzsystemen gegen Steinschlag (Bundesamt für Strassen/Baudirektion GD SBB 1998)

2.6 Berechnungsmethoden von Steinschlag

2.6.1 Empirische Ansätze

Die Anwendung empirischer Modelle zur Berechnung der maximalen Reichweite von Steinschlagprozessen ist einfach und mit geringem Zeitaufwand verbunden. Die Anwendung dieser Verfahren stützt sich auf einfachen geometrischen Überlegungen bzw. Algorithmen, wodurch der Anwender bei den meisten Ansätzen nur sehr wenige Eingabeparameter benötigt. (Melzner et al. 2012)

Um eine erste grobe Abschätzung eines Steinschlagereignisses zu geben, kann ein Pauschalgefälleansatz verwendet werden (Suda et al. 2012). Dorren (2003) beschreibt in seinem Bericht das Prinzip der Fahrböschung von Heim (1932), um Auslaufzonen von Steinschlagereignissen vorherzusagen. Als geometrisches Gefälle wird dabei die Steigung der Geraden vom obersten Ablösepunkt bis zum tiefsten Ablagerungspunkt definiert, wobei hier die direkte Verbindungslinie gewählt wird. Auch die Fahrböschung ist als Winkel zwischen einer horizontalen Ebene und einer Linie vom oberen Ende einer Steinschlagquelle bis zum Haltepunkt des Sturzblocks definiert. Allerdings folgt hier die Linie der Falllinie des Sturzblockes (**Abb.2.16**). Der Fahrböschungswinkel ist daher im-

mer flacher als das geometrische Gefälle. Je geradliniger der Sturzprozess ist, umso kleiner werden die Differenzen der beiden Winkel. Heim (1932) schlägt zur Beschreibung von Reichweiten vor, die Fahrböschung zu verwenden, da das geometrische Gefälle stark von den Unregelmäßigkeiten der Krümmung der Sturzbahn abhängt. Schließlich hat Meißl (1998) aufbauend auf der Studie von Heim (1932) und einfachen Modellvorstellungen den Zusammenhang hergeleitet, dass bei Stürzen mit geringer Kubatur und eng begrenztem Ablagerungsgebiet der Tangens der Fahrböschung gleich dem Reibungskoeffizienten ist. Dadurch kann man bei bekanntem Reibungswinkel die Reichweite eines Sturzprozesses vorhersagen oder umgekehrt, bei bekannter Reichweite den Reibungswinkel bestimmen. Meißl (1998) hat aber auch angemerkt, dass derartige Ableitungen aus so einfachen Modellvorstellungen problematisch sein können, da der Reibungskoeffizient von vielen Einflussfaktoren abhängt.

Dorren (2003) beschreibt weiters ein von Evans und Hungr (1993) alternative vorgeschlagenes Prinzip, den sogenannten minimalen Schattenwinkel. Dies ist der Winkel einer geraden Linie zwischen dem höchsten Punkt der Schutthalde und dem Haltepunkt des längsten auslaufenden Felsblocks (**Abb.2.16**). Nach Wyllie (2006) fallen Gebiete, welche innerhalb des Schattenwinkel von 26° liegen, möglicherweise in Bereiche, die von Steinschlagprozessen bedroht sein könnten.

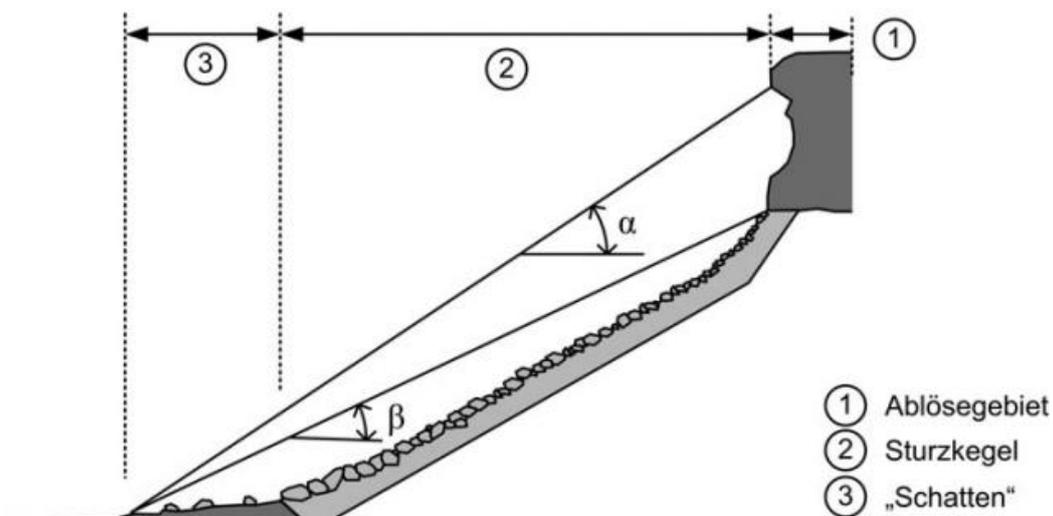


Abb.2.16: Geometrisches Gefälle (α) und Schattenwinkel (β) nach (Meißl 1997)

2.6.2 Numerische Ansätze

Preh et al. (2018) schreiben, dass erste Berechnungsprogramme zur Simulation von Steinschlag bereits seit Mitte der 1970er Jahre existieren. Mittlerweile existieren viele Modelle, welche sowohl zwei- als auch dreidimensional rechnen. Ein Überblick über ak-

tuell vorhandene Bemessungsprogramme mit Berechnungsansätzen ist in **Tab.2.1** ersichtlich. Preh et al. (2018) wiesen außerdem darauf hin, dass alle gegenwärtigen Modelle sich auf die Modellierung des eigentlichen Sturzprozesses beschränken. Der auslösende Abbruch werde über Anfangsbedingungen und nicht über Simulation definiert. Der potenzielle Ablösebereich sei daher immer ein Eingabeparameter und müsse über andere Methoden bestimmt werden.

In der ONR 24810 (Austrian Standards International 2020) wird festgelegt, wenn sekundäre Schutzmaßnahmen erforderlich sind, dass 2D- bzw. 3D-Steinschlagsimulationen durchzuführen sind. Daraus werden die Bemessungsgrößen der Energie und der Sprunghöhe sowie ein optimaler Standort der sekundären Schutzbauwerke ermittelt. Auf Grundlage dieser Ergebnisse erfolgt anschließend die Dimensionierung der Schutzmaßnahmen.

Arten von Steinschlagmodellen

Steinschlagsimulationsprogramme für die Abschätzung der Reichweite und deren Ausbreitung können in 2D- und 3D-Modelle unterschieden werden.

2D-Modelle

Mithilfe von 2D-Modellen kann die Kinematik eines Sturzblocks entlang eines Hangprofils (Bemessungsprofils) berechnet werden. Anhand dieser Ergebnisse werden sekundäre Schutzmaßnahmen dimensioniert oder können auch für die Bestimmung von Gefahrenzonen für größere Hangabschnitte verwendet werden. Hierbei werden mehrere repräsentative Hangprofile ausgewählt und die Simulationsergebnisse interpoliert. Die Auswahl repräsentativer Hangprofile und deren passender Abstand zueinander gestaltet sich allerdings oft schwierig. Ein großer Vorteil ist die einfache Handhabung mittels übersichtlicher Benutzeroberfläche sowie die einfache und zeitextensive Datenerhebung und Datenaufbereitung. (Melzner et al. 2012)

3D-Modelle

Bei der Simulierung mit 3D-Modellen werden die Trajektorien räumlich berechnet, wodurch flächendeckende Aussagen über Gefahrenbereiche getroffen werden können. Dadurch entfällt die Interpolation der Ergebnisse. Bei solchen Modellen wird daher die Komplexität des Sturzprozesses und der Topografie besser abgebildet. Durch die zeit-

aufwändigere Datenerhebung und -aufbereitung und die längere Berechnungsdauer werden solche Modelle allerdings aufwendiger. (Melzner et al. 2012)

Berechnungsansätze

Nach Melzner et al. (2012) können die Berechnungsprogramme in unterschiedliche Berechnungsansätze unterteilt werden. Dabei hat die Implementierung des Blocks in das Berechnungsprogramm, die Art der Dämpfung und des Rollwiderstands eine Bedeutung. Die Modelle werden dabei folgendermaßen unterschieden:

- Massenpunktmodelle
- Starrkörpermodelle
- Hybride Modelle

Tab.2.1 gibt einen guten Überblick über die vorhandenen Steinschlagprogramme mit deren Berechnungsansätze.

Tab.2.1: Auswahl vorhandener Steinschlagberechnungsprogramme (Volkwein et al. 2011, verändert von Preh et al. 2018)

Modell / Programm Name	Referenz	2D/3D	Ansatz	Probabilistisch	Wald
CRSP (4.0)	Pfeiffer & Bowen 1989	2D (Profil)	Hybrid	Ja	Nein
Rockfall 7.1 (2008)	Spang & Sönser 1995	2D (Profil)	Starrkörper	Ja	Ja
ROFMOD 4.1	Zinggeler et al. 1990	2D (Profil)	Hybrid	Ja	Ja
3D-GEOTEST-Zinggeler	Krummenacher et al. 2008	3D (x,y,z)	Hybrid	Ja	Ja
RocFall 5.0 (2013)	Stevens 1998	2D (Profil)	Massenpunkt	Ja	Nein
Sturzeschwindigkeit	Meissl 1998	2D (x,y)	Massenpunkt	Nein	Nein
STONE	Guzzetti et al. 2002	3D (x,y,z)	Massenpunkt	Ja	Nein
Rockyfor 3D 5.2 (2014)	Dorren et al. 2006	3D (x,y,z)	Hybrid	Ja	Ja
RAMMS::Rockfall	Christen et al. 2007	3D (x,y,z)	Starrkörper (reale Form)	Ja	Ja
THROW	Preh 2015	2D (Profil)	Hybrid	Ja	Ja
WURF	Fleris & Preh 2016	3D (x,y,z)	Hybrid	Ja	Ja

Massenpunktmodelle

Massenpunktmodelle modellieren den Sturzbock als form- und dimensionslosen Massenpunkt, als sogenannte „lumped mass“ (Preh et al. 2018). Da es sich beim Sturzblock um einen Block ohne Geometrie handelt, werden für die Reaktion mit dem Gelände Dämpfungsfaktoren verwendet. Mithilfe dieser Faktoren lassen sich die Effekte beim Aufprall des Sturzblocks beschreiben. Dadurch wird die Deformationsarbeit beim Aufschlag, das Gleiten am Kontaktpunkt sowie die Energieumwandlung berücksichtigt. Allerdings führt die Abhängigkeit des Simulationsmodells von den Dämpfungseigenschaften

ten zu beträchtlichen Unsicherheiten bei der Bewertung des Eingangswerts. (Evans et al. 1988)

Starrkörpermodelle

Der gegenwärtige Trend in der Entwicklung verläuft in Richtung komplexer Starrkörpermodelle, wo der Sturzblock als ein sogenannter „rigid body“, ein komplexen Starrkörper betrachtet wird. Hierbei wird versucht die Blockform so naturgetreu wie möglich nachzubilden. (Preh et al. 2018) Bei der Darstellung als reale geometrische Form handelt es sich oft um eine Kugel, einen Würfel, einen Zylinder oder ein Ellipsoid (Volkwein et al. 2011).

Hybride Modelle

Der hybride Ansatz stellt eine Mischform der oben genannten Modellansätze dar. Für die Berechnung der Flugbahn wird der Sturzblock dabei als dimensionsloser Block behandelt, während für die Berechnung des Rückpralls der Block in seiner Größe und Form (Starrkörper) behandelt wird. (Preh et al. 2018)

Kalibrierung von Steinschlagmodellen

Alle Berechnungsmodelle versuchen trotz unterschiedlicher Berechnungsansätze die Energieverluste während eines Aufpralls mit Dämpfungsparametern (Restitutionskoeffizienten) zu bestimmen. Diese Faktoren berücksichtigen die Summe der Energieverluste aufgrund von Deformation, Bruch und Massenverschiebung. Eine Kalibrierung ist daher für unterschiedliche Untergründe zwingend notwendig. Anhand von bekannter Energie vor Ersteinschlag oder der Aufprallgeschwindigkeit können die Dämpfungsfaktoren bestimmt werden. Es können auch Rückrechnungen anhand von kartierten Abbruch- und Ablagerungsgebieten, einzelnen stummen Zeugen oder Steinschlagindikatoren wie Schlagmarken an Bäumen und Einschlagkratern erfolgen. Sind solche Daten nicht ausreichend vorhanden, können auch Sturzversuche durchgeführt werden. (Preh 2020a)

Grenzen der Anwendung von Steinschlagmodellen

Komplexe physikalische Steinschlagmodelle sollten nur von erfahrenen Fachleuten bearbeitet und eingesetzt werden. Die Experten sollten sich regelmäßig mit der Thematik befassen und sehr gute Kenntnisse bezüglich der Sensitivität der Ergebnisse in Hinblick

auf die verschiedenen Modellparameter haben. Es wird empfohlen die Berechnung mit realen Sturzprozessen auf die maximale Reichweite und idealerweise auch auf die Sprunghöhe zu kalibrieren. Optimal wäre die Nutzung verschiedener Simulationsmodelle, um die statistische Stabilität der Ergebnisse überprüfen zu können. (Preh et al. 2018)

2.7 Das Simulationsprogramm PFC – Particle Flow Code

2.7.1 Allgemeines

Der Particle Flow Code (PFC) ist ein numerisches Simulationsprogramm, welches von Itasca (2008) entwickelt wurde. Es ist ein diskontinuumsmechanisches Modell basierend auf der diskreten Elemente Methode (DEM), welche von Cundall (1971) entwickelt wurde. Für die Modellierung von Felsstürzen wurde der Particle Flow Code (PFC) der Itasca Consulting Group erstmals von Will und Konietzky (1988) verwendet.

PFC modelliert die Sturzmasse durch starre zweidimensionale oder volumenförmige dreidimensionale Partikel und den Untergrund (Sturzbahn) als starres Wandelement. Anhand vom Kontaktverhalten der Partikel untereinander und mit der Sturzbahn wird der Sturzprozess berechnet. Die Partikel können an ihren Kontaktpunkten miteinander verbunden sein, und die Verbindung kann durch einen Aufprall brechen. (Preh und Poisel 2007)

2.7.2 Diskontinuumsmechanische Modelle

Numerische Prozessmodelle zur Bestimmung der Reichweite von Massenstürzen können in kontinuumsmechanische und diskontinuumsmechanische Modelle unterschieden werden. Bleibt der Zusammenhalt der Struktur bei der Formänderung erhalten, so spricht man von kontinuumsmechanischem Verhalten. Dabei sind die Verschiebungskomponenten stetige Funktionen des Raums. Im Unterschied dazu wird bei der Diskontinuumsmechanik bei einer Formänderung die Gesamtstruktur nicht zusammengehalten. Die diskreten Elemente sind frei beweglich. Vergleiche hierzu **Abb.2.17**. Ein Modell besteht aus diskreten Elementen und/oder Blöcken, welche selbst ein Kontinuum darstellen. Eine Gruppe diskreter Blöcke, welche Scherzonen, Störungen und Klüfte enthalten, bilden ein Diskontinuum. (Preh 2004)

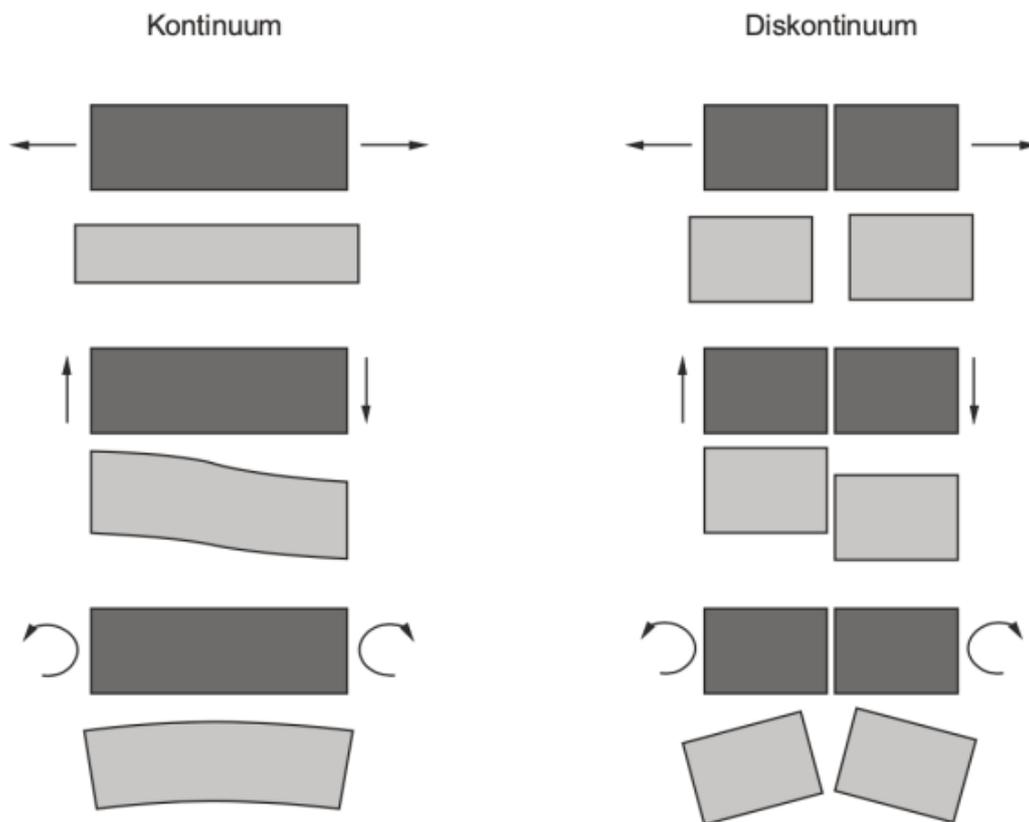


Abb.2.17: Mechanisches Verhalten eines Kontinuums und eines Diskontinuums (Bock 1981)

2.7.3 Diskrete Elemente Methode DEM

Die Diskrete Elemente Methode (DEM) wurde 1971 von Cundall, einem Gründer der Itasca Consulting Group, entwickelt. Die Methode basiert auf mechanischen und geometrischen Diskontinuumstheorien (Preh 2004). Dieses Modell gilt als bedeutendste Berechnungsmethode von Massenstürzen bei diskontinuumsmechanischen Modellen. Das Gebirgsmodell wird hierbei von zwei Komponenten identifiziert, dem Gestein und den Trennflächen (Gasser 2010).

Nach Preh (2004) kann die diskrete Element Methode DEM folgendermaßen beschrieben werden:

- Das Modell besteht aus verschiedenen Elementen/Blöcken, welche ein Kontinuum bilden.
- Das Diskontinuum besteht aus vielen diskreten Elementen. Wenn die Elemente/Blöcke in Kontakt sind oder in solchen treten können, so entstehen Wechselwirkungen untereinander.

Nach diesen Eigenschaften ergeben sich folgende wesentliche Merkmale nach Will (1995):

- Es muss eine Beschreibung der diskreten Blöcke einschließlich ihrer Geometrie und ihres Materialverhaltens, welches als starr oder verformbar angenommen werden kann, möglich sein. Sind Bewegungen hauptsächlich in den Diskontinuitäten zu erwarten, so sind starre Blöcke zu verwenden. Sind hingegen hohe Spannungsniveaus und nennenswerte Verformungen der Elemente zu erwarten, so sollte eine Verformbarkeit der Elemente gewährleistet werden.
- Für die Wechselwirkung der Blöcke untereinander werden Kontakte nach Eigenschaft der Kontakte (Punkt-, Linien- oder Flächenkontakte) und Art der Wechselwirkung definiert. Das Verhalten der Bewegung in Normalrichtung zur Kontaktebene kann als „harter“ oder „weicher“ Kontakt formuliert werden. Der Kontakt zwischen den Blöcken wird als „weich“ bezeichnet, wenn das Eindringen eines Festkörpers möglich ist, solange sie in Kontakt sind. Das Gegenstück wird als „harter“ Kontakt bezeichnet.
- Für die Bestimmung der Kontakte müssen leistungsfähige Algorithmen verwendet werden. Es muss bestimmt werden, welche Blöcke in Kontakt sind, während der Berechnung in Kontakt treten können oder ihren Kontakt verlieren können.

2.8 Einfluss der Blockform auf die Ausrolldistanz

Bei der Untersuchung und Erforschung verschiedener steinschlaggefährdeter Gebiete hat sich nach Liu et al. (2023) gezeigt, dass die Faktoren, die sich auf die Ausrolldistanz von Steinschlag auswirken, viele Merkmale umfassen. Einfluss auf die Weite der Ausrolldistanz können Faktoren wie die Geländebedingungen wie Hangneigung, Auslösehöhe, Rauheit der Hangoberfläche und Vegetationsbedeckung, die geometrischen Eigenschaften des Hangs, einschließlich Partikelgröße, Hohlraumverhältnis Feuchtigkeit und Härte, die dreidimensionale Beschaffenheit von Hängen, einschließlich der seitlichen und vertikalen Tal- und Rinnendimensionen und die Rauheit der Hangoberfläche, einschließlich der Größe und Form der Oberflächenbedeckung sein. Darüber hinaus sind die Eigenschaften des Sturzblocks selbst, einschließlich seiner Größe, Form und Lithologie, eng mit der Ausrolldistanz verbunden. Insbesondere die Größe und Form des Felssturzes sowie deren Interaktion mit der Hangoberfläche während des Abrollens gelten als entscheidende Faktoren, welche die Abrollstrecke beeinflussen.

Torsello et al. (2021) beschreiben, dass die Eigenschaften der fallenden Blöcke (Volumen, Form und Schlankheit) deren Flugbahn, Haltepunkte und damit die räumliche

Ausdehnung der Invasionszonen stark beeinflussen. Es konnte festgestellt werden, dass die Größe der abgelagerten Blöcke entlang des Hangs allmählich zunimmt. Der Effekt ist eine longitudinale Sortierung der Blockvolumina hangabwärts, wobei die größten Blöcke die weitesten Entfernungen in Bezug auf ihre Ablösepunkte erreichen. Es konnte festgestellt werden, dass das Anwachsen der Blockgrößenverteilung mit einer Zunahme der Sphärizität der Blöcke einhergeht. Kugelförmige Blöcke weisen im Vergleich zu unregelmäßig geformten Blöcken eine längere Rollstrecke auf. Der letztgenannte Aspekt lässt sich damit erklären, dass Felsblöcke mit abgerundeter Form dazu neigen, ihren Schwung beim Herunterfallen nicht zu verlieren.

Nagendran et al. (2019) wiesen außerdem darauf hin, dass kugelförmige Felsen eine größere Chance haben, weiter wegzurollen als Blöcke mit großer Winkligkeit. Im Gegensatz dazu erzeugen kantige Blöcke mit scharfen Kanten und flachen Oberflächen höhere Reibungskräfte beim Kontakt mit der Hangoberfläche. Auch die Schlankheit der Blöcke zeigt eine interessante Auswirkung auf die Auslaufstrecken. Im Allgemeinen erreichen plattige und längliche (hohe Schlankheit) Blöcke die kürzesten Auslaufstrecken, da die Kontaktfläche größer ist und der Impuls während des Ausrollens schneller abgebaut wird.

Nagendran et al. (2019) schlugen auch vor, dass die Flugbahn eines Steinschlags auf der Grundlage seiner Form und Größe vorhergesagt werden kann.

Liu et al. (2017) wiesen darauf hin, dass der Energieverlust während des Walzprozesses von Walzkörpern hauptsächlich durch Rollreibungswiderstand verursacht wird und die Höhe dieses Widerstands von der Form, dem Material und den Oberflächeneigenschaften des Walzkörpers abhängt.

In einer Studie von Liu et al. (2023) wurde ein Modelltest erstellt, um Felssturzscenarien auf Böden zu simulieren. Durch Änderungen der Form des Testblocks, seiner Rollgeschwindigkeit und des Bodenmaterials entstanden Variationen in der Rollstrecke des Testblocks. Die Experimente zeigten, dass der Rollwiderstand des Testblocks von seiner Wechselwirkung mit dem Boden während des Rollens abhängt. Es konnte eine positive Korrelation zwischen der Rollstrecke und der Anzahl der Kanten in den zweidimensionalen Querschnittsformen der Testblöcke während des Rollens beobachtet werden. Gleichzeitig konnte eine negative Korrelation zwischen der Anzahl der Kanten der zweidimensionalen Querschnittsformen des Testblocks senkrecht zur Rollfläche und dem Rollwiderstand beobachtet werden.

Torsello et al. (2021) betonten, dass der bedeutende Effekt der Blockform allerdings nicht von allen Simulationsprogrammen berücksichtigt werden könne. Vereinfachte Modelle, die in kleinen Analysemaßstäben verwendet werden, können dieses Thema nicht berücksichtigen und greifen in der Regel auf vorsorgliche Annahmen zurück. Zum Beispiel betrachten Massenpunktmodelle (vergleiche 0) den Block als dimensionslosen Punkt, was es nur ermöglicht die Masse zu simulieren und nicht die Blockform.

3 Durchgeführte Untersuchungen

3.1 Methodik

Durch zwei Kooperationsprojekte zwischen dem Institut für Geotechnik, Forschungsbereich für Ingenieurgeologie, der TU Wien und dem Bundesministerium für Arbeit, Soziales, Gesundheit und Konsumentenschutz – Sektion Arbeitsrecht und Zentral-Arbeitsinspektorat, wurden ab dem Jahr 2007 systematische Fallversuche in verschiedenen Tagebauen durchgeführt.

Die Daten dieser Versuche werden genutzt, um Rückrechnungen und Kalibrationen mit unterschiedlichen Materialparametern (Dämpfungs- und Reibungsparameter) und Blockformen durchzuführen, um zu evaluieren, wie geeignet das verwendete Simulationsmodell der Software PFC ist. Zudem wird versucht einen gemeinsamen Datensatz von Materialparametern zu finden, welcher für alle Tagebaue verwendet werden kann.

3.2 Das Untersuchungsgebiet Limberg

Eine der in dieser Arbeit untersuchten Böschungen befindet sich im Tagebau Limberg der Firma Hengel Mineral GmbH.



Abb.3.1: Versuchsböschung Limberg (Foto E. Fleris, Institut für Geotechnik, Forschungsbereich für Ingenieurgeologie der TU Wien)

Der Tagebau befindet sich im Nordosten Österreichs im nördlichen Teil des Bundeslands Niederösterreich. In **Abb.3.1** ist die Versuchsböschung dargestellt.

3.2.1 Geologie

Der Tagebau Limberg befindet sich am östlichen Rand der Böhmisches Masse. Die Gesteinsart wird durch den sogenannten Maissauer Granit, einer Varietät des Thaya Batholiths (Moravikum) beschrieben. Dieser Granit ist aufgrund der leichten Metamorphose während der variszischen Gebirgsbildung als Metagranit zu bezeichnen. Das vorhandene Gefüge wird durch das Fehlen jeglicher duktiler Strukturelemente und der Dominanz von sprödetektonischen Elementen charakterisiert. (Kolenprat et al. 2018a)

3.2.2 Geometrie

Nach Kolenprat et al. (2018a) ist für die Bestimmung von Reichweiten von Sturzprozessen wesentlich, dass sich ebene Böschungsformen mit einer Neigung von etwa 68° ergeben und bei leicht konvexen Böschungen mit ca. 62° .

Ein Schnitt der Versuchsböschung ist in **Abb.3.2** dargestellt. Diese hat eine leicht konvexe Form mit einem mittleren Böschungswinkel von 60° und eine Böschungshöhe von 15m. Die Etage ist ca. 21m lang, an deren Ende sich ein kleiner Wall befindet.

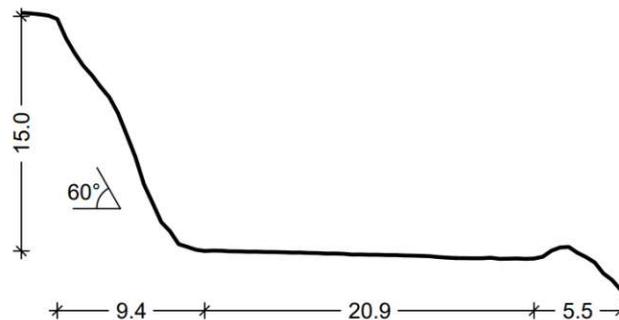


Abb.3.2: Schnitt der Versuchsböschung Limberg

3.2.3 Beschreibung der Fallversuche

Das Institut für Geotechnik, Forschungsbereich für Ingenieurgeologie der TU Wien hat die Fallversuchsdaten zur Verfügung gestellt, welche im Nachfolgenden ausgewertet werden. In **Abb.3.1** ist ein Bild der Versuchsböschung dargestellt.

Bei der Versuchsdurchführung wurden verschiedene Blöcke mit unterschiedlicher Größe abgeworfen, wobei vor dem Abwurf immer das Gewicht mit einer Radladerschaukelwaage ermittelt wurde. Insgesamt hatte man am Ende von 55 Blöcken verwertbare

Ausrolldistanzen. Anhand des ermittelten Gewichts und einer Dichte von 2700 kg/m^3 konnten die Blockgrößen ermittelt werden. Die kumulative Häufigkeitsverteilung ist in **Abb.3.3** dargestellt. Dabei reichen die Blockgrößen von $0,08 \text{ m}^3$ bis $1,75 \text{ m}^3$.

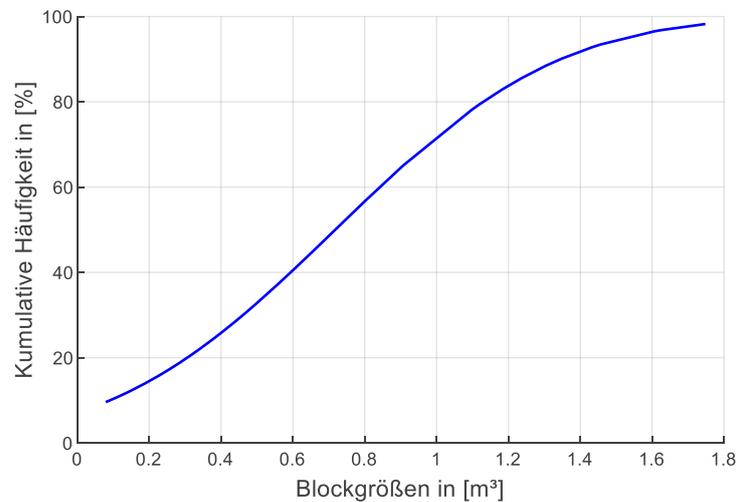


Abb.3.3: Blockgrößendiagramm vom Tagebau Limberg

3.3 Weitere Untersuchungsgebiete

In dieser Arbeit wurde der Tagebau in Limberg als Hauptuntersuchungsgebiet gewählt. Dort wurde auch der Einfluss der Variation der Materialparameter untersucht. Für die Untersuchung und Validierung des Ansatzes eines gemeinsamen Datensatzes aus runden und quadratischen Blöcken, siehe hierzu Kapitel 3.4.5, wurden noch Daten von weiteren Tagebauen verwendet. Diese werden folgend kurz beschrieben. Die Daten stammen wiederum aus dem Kooperationsprojekt zwischen dem Institut für Geotechnik, Forschungsbereich für Ingenieurgeologie der TU Wien und dem Bundesministerium für Arbeit, Soziales, Gesundheit und Konsumentenschutz - Sektion Arbeitsrecht und Zentral-Arbeitsinspektorat.

3.3.1 Tagebau Klöch

Der Tagebau in Klöch befindet sich im Süden der Steiermark an der Grenze zu Slowenien. Eigentümer ist das Unternehmen Klöcher Basaltwerke GmbH & Co KG. Beim abzubauenen Material handelt es sich um Basalte der transdanubischen Vulkanregion. Die Versuchsböschung hat eine gleichmäßige Böschungsneigung von 75° mit einer Höhe von 14m. Ein Schnitt ist in **Abb.3.4** dargestellt.

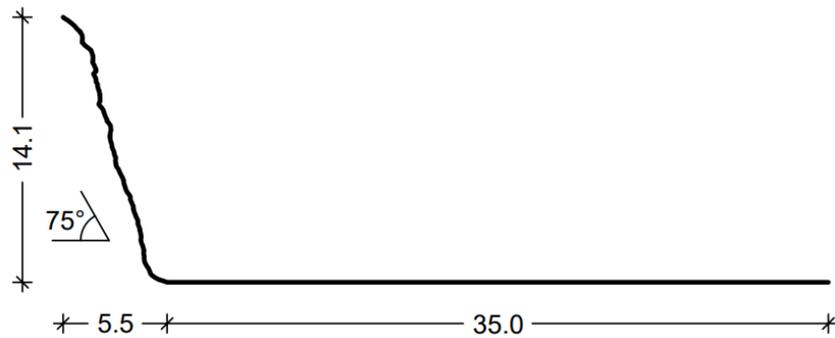


Abb.3.4: Schnitt der Versuchsböschung Klöch

3.3.2 Tagebau Pauliberg

Der Tagebau Pauliberg befindet sich ca. 70 km südlich von Wien im Bundesland Burgenland. Eigentümer ist das Unternehmen Basaltwerk Pauliberg GmbH & Co KG. Entsprechend ihrem Namen wird dort Basalt der transdanubischen Vulkanregion abgebaut.

Im dortigen Tagebau wurden Versuche an einer konvexen Böschung durchgeführt. Diese ist in **Abb.3.5** dargestellt. Der Neigungswinkel der 22 m hohen Böschung beträgt vom Böschungsfuß zum Böschungskopf im Mittel 75°.

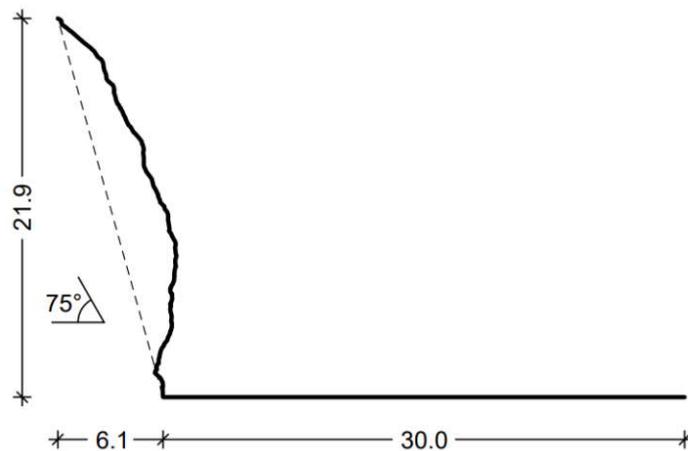


Abb.3.5: Schnitt der Versuchsböschung Pauliberg

3.3.3 Steinbruch Preg

Der Steinbruch in Preg liegt ca. 45 km nordwestlich von Graz im Bundesland Steiermark. Das Unternehmen Pornat Steinbruch Preg GmbH baut dort Serpentinitt des Gleinalmkristallins ab.

Die Tagebauböschung zeichnet sich durch eine konkave Form mit einem mittleren Neigungswinkel von 66° aus. Die Böschungshöhe beträgt 16 m. Ein Schnitt durch die Böschung ist in **Abb.3.6** dargestellt.

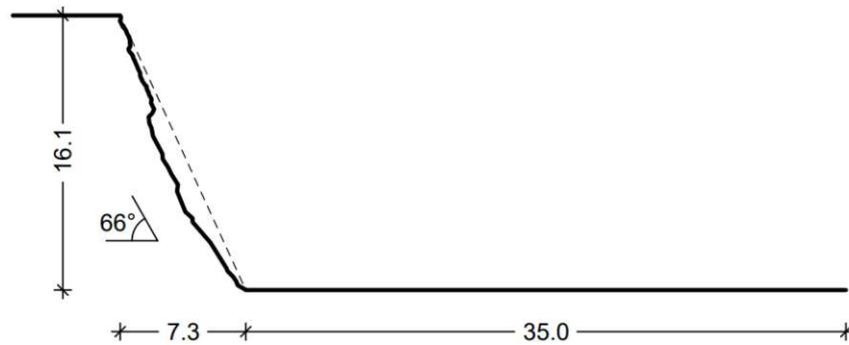


Abb.3.6: Schnitt der Versuchsböschung Preg

3.4 Erstellung des Simulationsmodells in PFC

Um das Modell und die Kalibrierung zu vereinfachen, wurde ein zweidimensionales anstelle eines dreidimensionalen Modells verwendet.

3.4.1 Kontaktmodell

Das erstellte Modell berücksichtigt als Kontaktmodell das lineare Rollwiderstandsmodell, welches auf dem linearen Modell basiert. Diesem wird zusätzlich ein Rollwiderstandsmechanismus hinzugefügt. Dabei wird auf die berührenden Teile ein wirkendes Drehmoment einbezogen, um der Rollbewegung entgegenzuwirken. Der Rollwiderstand bei Kontakten zwischen Partikeln und die damit verbundene Energiedissipation kann verschiedene mikromechanische Ursachen haben, wie die Adhäsion der Kontaktflächen oder den sterischen Effekt aufgrund von Oberflächenrauigkeit. Das lineare Modell bietet eine lineare Komponente und eine Dämpfungskomponente, die parallel zueinander wirken. Die lineare Komponente sorgt für linear-elastisches (spannungsfreies) Reibungsverhalten, während die Dämpfungskomponente für viskoses Verhalten sorgt. Beide Komponenten wirken über eine verschwindend kleine Fläche und übertragen daher nur eine Kraft. (PFC 2023)

In **Abb.3.7** ist eine Prinzipskizze des Kontaktmodells dargestellt.

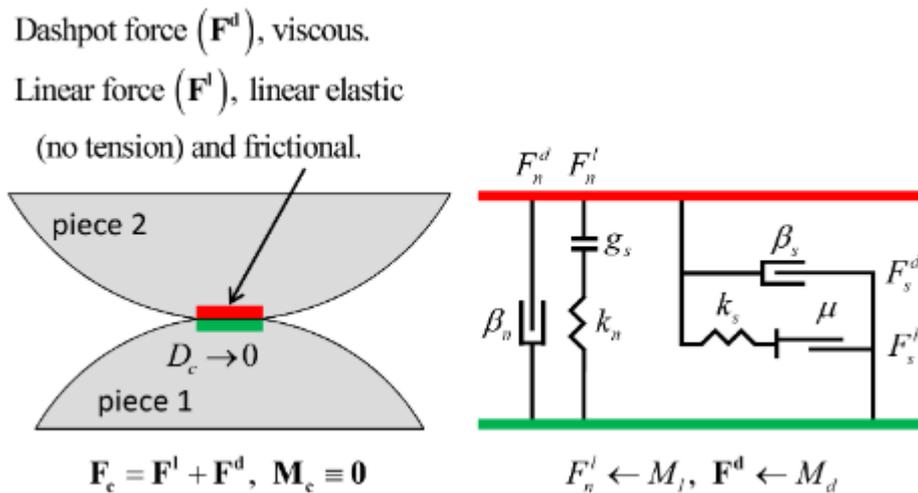


Abb.3.7: Verhalten und Komponenten des linearen Modells (PFC 2023)

3.4.2 Materialparameter

Zur Kalibrierung des Simulationsmodells wurden die nachfolgend beschriebenen Materialparameter verwendet. Die Normalsteifigkeit, Schersteifigkeit und der Dämpfungsmodus wurden dabei nicht verändert und bei allen Versuchen mit denselben Werten gerechnet. Für die Normalsteifigkeit und Schersteifigkeit wurde $1,0 \cdot 10^7$ N/m verwendet.

Um die unterschiedlichen Eigenschaften der Böschung und der Etage besser berücksichtigen zu können, wurden die Materialparameter in Böschung und Etage unterschieden.

- Normalsteifigkeit k_n [Kraft/Länge] (für alle Versuche $1,0 \cdot 10^7$ N/m)
- Schersteifigkeit k_s [Kraft/Länge] (für alle Versuche $1,0 \cdot 10^7$ N/m)
- Normales kritisches Dämpfungsverhältnis dp_nratio [-]
- Tangentiales Dämpfungsverhältnis dp_sratio [-]
- Reibungskoeffizient f [-]
- Rollreibungskoeffizient rf [-]
- Dämpfungsmodus dp_mode

Beim Dämpfungsmodus werden vier verschiedene Modi unterschieden, wobei hier der Dämpfungsmodus 3 verwendet wurde. Je nach Modus wird in der weiteren Berechnung die Dämpfungsscherkraft vernachlässigt (Modus 2 und 3) oder angesetzt (Modus 0 und 1).

$$dp_mode = \begin{cases} 0: \text{volle Zugkraft normal und volle Scherung} \\ 1: \text{keine Zugkraft normal und Gleitschnittscherung} \\ 2: \text{volle Zugkraft normal und Entfernung der Dämpfung} \\ \quad \text{bei Überschreitung der Scherfestigkeit} \\ 3: \text{keine Zugkraft normal und keine Dämpfung} \\ \quad \text{bei Überschreitung der Scherfestigkeit} \end{cases}$$

Sowohl das normale kritische als auch das tangentielle Dämpfungsverhältnis kann in einen Restitutionskoeffizient umgewandelt werden, wobei ein Restitutionskoeffizient das Verhältnis der Geschwindigkeiten zweier Elemente nach und vor einer Kollision darstellt. PFC benutzt allerdings ein konstantes Dämpfungsmaß, welches nicht von den Energien abhängig ist. Im PFC-Handbuch wurden hierfür Simulationsberechnungen zur genaueren Erklärung durchgeführt, beschrieben bei den Verifikationsproblemen unter dem linearen Kontaktmodell: Kalibration des normalen kritischen Dämpfungsverhältnis. Siehe hierfür auch (PFC 2023).

3.4.3 Berechnungsschritte

Die Berechnungsschritte wurden im Modell als fester Wert angenommen. Die sonstige Zeitschnittberechnung auf Grundlage der aktuellen Steifigkeiten und Massen im System wird so übersprungen. Dies führt einerseits zu einer Leistungsverbesserung und andererseits zu identen Ergebnissen je Blockgröße, wodurch die Ergebnisse besser verglichen werden können. Bei automatischer Zeitschrittberechnung hängen die Ergebnisse von der Größe der Zeitschritte ab, welche permanent variieren.

3.4.4 Versuchsblöcke

Als Versuchsblöcke wurden in der Simulation die identisch großen Blöcke wie in den Fallversuchen verwendet, um die Ergebnisse bestmöglich vergleichen zu können. Die geometrische Form der Blöcke wurde jedoch vereinfacht. Es wurden Simulationen mit ideal runden und ideal quadratischen Blöcken durchgeführt. Diese Formen entsprechen den Extremwerten der realen Geometrie, welche in Realität mehr Ecken und Kanten aufweisen. Zur Berechnung des Radius bzw. der Würfelseitenlängen wurden die Blöcke der Sturzversuche als Kugeln bzw. als gleichmäßige Würfel angenommen. Die Blockgrößenverteilung der Fallversuche vom Tagebau in Limberg kann **Abb.3.3** entnommen werden.

Anschließend wurden noch weitere Simulationen mit quaderförmigen und dreieckigen Blöcken durchgeführt. Der Quader wurde mit einem Seitenverhältnis gewählt, bei welchem die Höhe doppelt so lang ist wie die Seitenlänge der quadratischen Grundfläche. Die dreieckigen Blöcke entsprechen gleichseitigen Dreiecken, wobei die Seitenlängen aus dem Volumen eines Tetraeders ermittelt wurde.

3.4.5 Gemeinsamer Datensatz der runden und quadratischen Blöcke

Weiters soll die Auswirkung der gemeinsamen Verwendung von runden und quadratischen Blöcken in einem gemeinsamen Datensatz untersucht werden. Durch die Simulation mit den Extremformen der Geometrie soll herausgefunden werden, ob so die reale Blockform die Sturzprozesse gut abgebildet werden kann. Die Idee dahinter ist, damit auf einfache Weise die reale Blockform abzubilden, da ja nach Kapitel 2.8 die Blockform einen großen Einfluss auf die Ausrolldistanz hat und dadurch nicht die exakte Blockform im Modell abgebildet werden muss.

3.4.6 Gemeinsamer Datensatz aller Tagebaue

Nachdem alle Tagebaue kalibriert und ausgewertet wurden, wird noch versucht, einen Datensatz von Materialparametern zu finden, welche gute Ergebnisse für alle Tagebaue liefern soll. Das Ziel wäre so auf einfache und schnelle Weise Simulationsergebnisse von Tagebauen zu bekommen. Dadurch würde man sich auch den Kalibrationsaufwand für jeden einzelnen Tagebau ersparen.

3.4.7 Initiale kinetische Energie

Während der Simulation wurden verschiedene Modelle mit unterschiedlichen initialen kinetischen Energien erstellt. Zunächst wurde versucht, den Blöcken nur eine konstante Anfangsgeschwindigkeit zu geben. Um dem Modell auch eine Zufallskomponente zu geben, wurde im nächsten Schritt versucht, der Anfangsgeschwindigkeit und der Anfangsrotation Zufallswerte in einem bestimmten Intervall zu geben. Als Zufallsvariablen wurde eine Box-Muller-Verteilung mit Werten zwischen 0 und 1 gewählt. Zur Berechnung wurde die Formel in Gleichung (Gl. 3.1) verwendet, wobei der Mittelwert $\mu = 0,5$ und die Standardabweichung $\sigma = 1/6$ ist. S_i und S_j sind Zufallsgrößen einer gleichmäßigen Verteilung.

$$X = \mu + \sigma * (\cos 2\pi S_i) * \sqrt{-2(\ln(S_j))} \quad (\text{Gl. 3.1})$$

Die Dichtefunktion dieser Verteilung ist in **Abb.3.8** dargestellt. Multipliziert man anschließend diese Zufallszahl mit einer Zahl erhält man zufällige Werte in einem bestimmten Intervall.

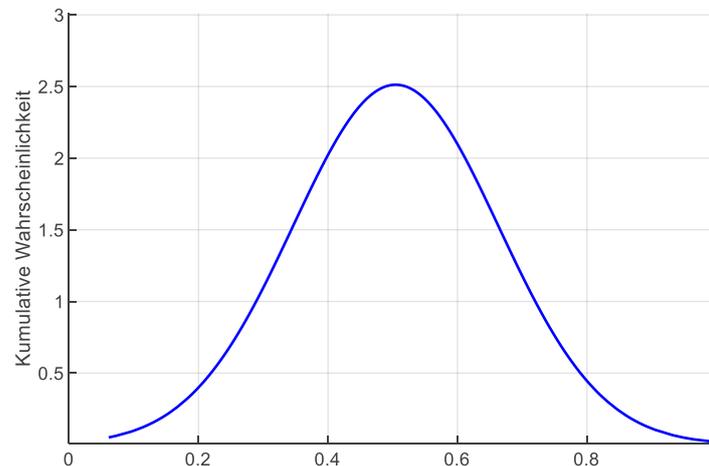


Abb.3.8: Dichtefunktion der Box-Muller-Verteilung

Bei der Simulation mit konstanter Anfangsbedingung hatte jeder Block je Geometrie immer die gleiche Sturzbahn. Hingegen bei variabler Anfangsbedingung hatte jeder Block eine andere Sturzbahn, weshalb hier jeder Block dreimal abgeworfen wurde, um der Variabilität Rechnung zu tragen und die Stochastik besser abzubilden.

3.4.8 Erster Aufprall und Endposition

Bei den Sturzversuchen im Feld wurde neben der Startposition auch der erste Aufprall an der Etage und die Endposition gemessen. Diese Daten wurden auch in der Simulation ermittelt, um anschließend mit diesen Werten eine Kalibrierung durchzuführen.

Für den Vergleich der Daten im Tagebau Limberg wurde die sogenannte euklidische Distanz verwendet. Diese ist die räumliche Verbindung zwischen dem Startpunkt des Versuchsblocks zum ersten Aufprall bzw. zur Endposition. Dies wurde deshalb so gemacht, da nur diese Daten zur Verfügung standen.

Bei den anderen Tagebauen wurde die Auftreff- bzw. Ausrolldistanz in den Sturzversuchen vom Beginn der Etage zum ersten Aufprall bzw. zur Endposition gemessen. Daher wurde auch diese Distanz für die Auswertung in den Simulationen verwendet.

3.4.9 Darstellung des Simulationsmodells

In der **Abb.3.9** ist die grafische Darstellung des Simulationsmodells des Tagebau Limberg abgebildet. Die Böschung und die Etage haben unterschiedliche Farben, da dort unterschiedliche Materialparameter definiert wurden. Der simulierte Block wurde durch eine Trajektorie dargestellt, wodurch man die Flugbahn grafisch auswerten kann. Der blaue quadratische Block definiert die Position des ersten Aufpralls auf der Etage, welcher für die Bestimmung der Auftreffdistanz benötigt wird.

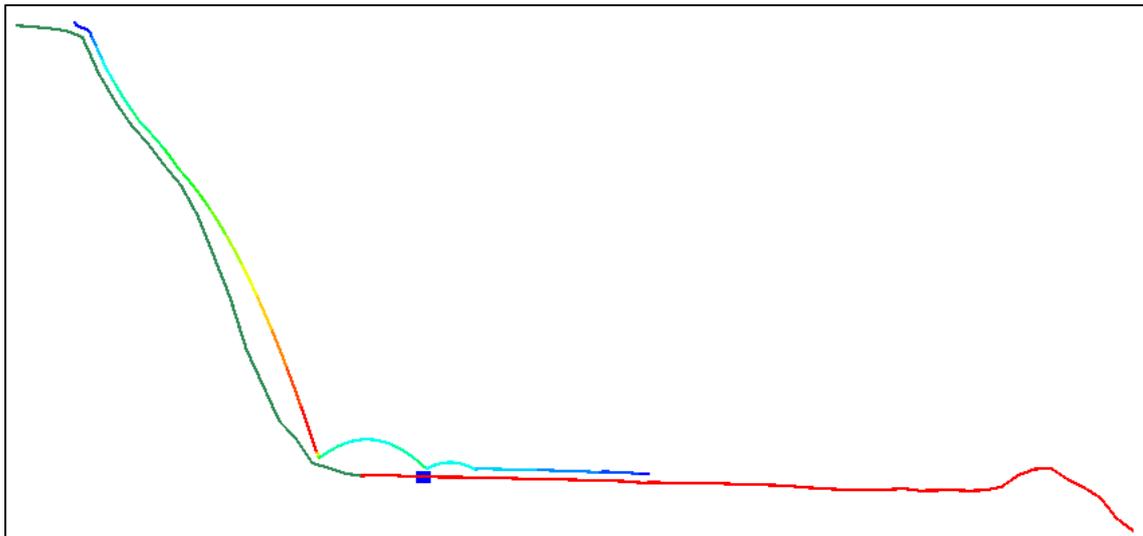


Abb.3.9: Simulationsmodell in PFC des Tagebau Limberg (Grafik des Autors)

4 Ergebnisse

4.1 Einfluss der Materialparameter im Tagebau Limberg

Für die Bestimmung der Materialparameter ist nach Kolenprat et al. (2018b) die Verteilung der Reichweiten wesentlich. Die maximalen erreichten Reichweitenwerte sind dagegen nicht aussagekräftig. Weiters folgen die Reichweitenwerte einer rechtsschiefen Verteilung, welche mit Dichtefunktionen, wie einer logarithmischen Normalverteilung, approximiert werden können. Daraus können Perzentile bestimmt werden, um die Ergebnisse zu vergleichen.

Auch die ermittelten Auftreff- und Ausrolldistanzen der Simulation wurden durch eine logarithmische Normalverteilung approximiert. Im Folgenden erfolgt eine Gegenüberstellung des Einflusses der Materialparameter auf die Auftreff- und Ausrolldistanz.

Für die Beobachtung des Einflusses der Materialparameter wurde nur ein Parameter variiert, während die restlichen konstant gehalten wurden.

4.1.1 Simulation mit runden Blöcken

4.1.1.1 Einfluss der Materialparameter der Böschung – Auftreffdistanz

In diesem Abschnitt werden die Ergebnisse des Einflusses der Materialparameter der Böschung dargestellt. Die Daten werden bezüglich der Auftreffdistanz ausgewertet.

Normales kritisches Dämpfungsverhältnis

Der Einfluss des normalen kritischen Dämpfungsverhältnisses ist in **Abb.4.1** dargestellt. Dieses wurde zwischen 0.45 und 0.25 in 0.05er-Schritten variiert. Die übrigen Materialparameter wurden konstant gehalten ($dp_s=0.2$ $f=0.58$ $rf=0.35$).

Es ist gut zu erkennen, dass mit abnehmendem Dämpfungsverhältnis die Distanz des ersten Aufpralls größer wird. Außerdem ist zu beobachten, dass die Streuung der Verteilungen zunehmen.

Dieses Verhalten kann auf das lineare Berechnungsmodell von PFC zurückgeführt werden. Dort wird der Kontakt zwischen zwei Elementen über Federn und Dämpfer abgebildet (PFC 2023). Dabei gibt der Dämpfungskoeffizient an, wie stark die Energie eines

schwingenden Systems gedämpft wird. Ist der Dämpfungskoeffizient nun klein, so ist die Dämpfung gering und das System verliert weniger Energie. Als Folge vergrößert sich die Auftreffdistanz.

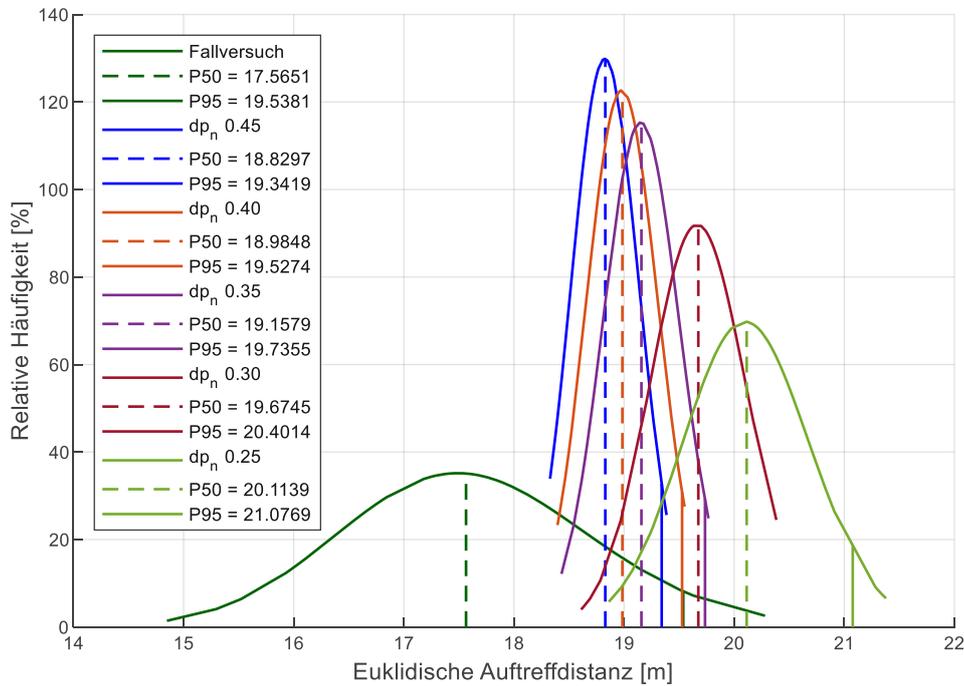


Abb.4.1: Vergleich des normalen kritischen Dämpfungsverhältnisses an der Böschung mit runden Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_s=0.2$ $f=0.58$ $rf=0.35$

Tangentiales Dämpfungsverhältnis

Das tangentialen Dämpfungsverhältnis wurde mit 0.10, 0.15 und 0.20 angesetzt. Die anderen Materialparameter betragen $dp_n=0.25$ $f=0.58$ $rf=0.35$.

Die Änderung des tangentialen Dämpfungsverhältnisses (**Abb.4.2**) hat keine Auswirkungen auf die Simulationsergebnisse. Dies liegt daran, dass mit dem Dämpfungsmodus 3 gerechnet wurde. Dort wird, wenn das Scherverhalten schlupfbehaftet ist, die Dämpfungsschubkraft auf null gesetzt. Das Dämpfungsverhältnis wird nur noch über den Reibungswinkel berechnet. Damit hat eine Änderung des tangentialen Dämpfungsverhältnisses keinen Einfluss mehr.

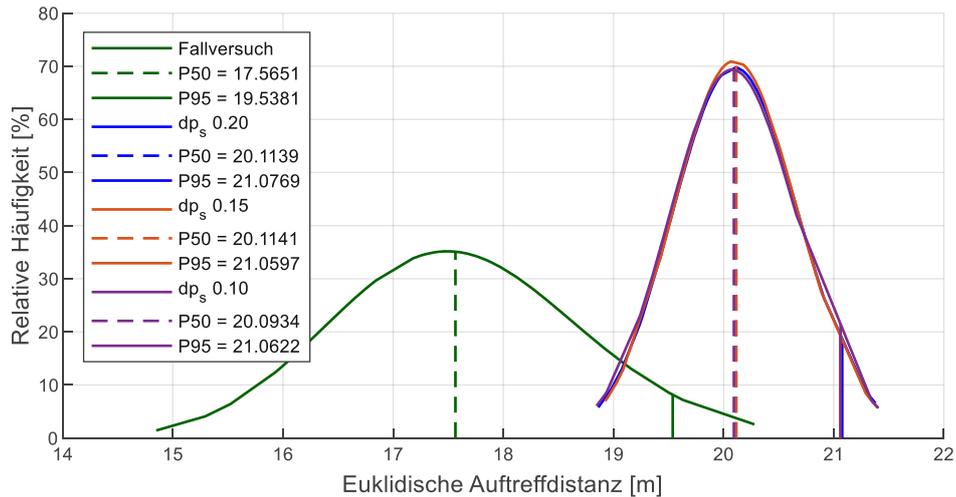


Abb.4.2: Vergleich des tangentialen Dämpfungsverhältnisses an der Böschung mit runden Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_n=0.25$ $f=0.58$ $rf=0.35$

Reibungskoeffizient

Die verwendeten Werte für den Reibungskoeffizienten betragen 0.65, 0.58 und 0.50. Für die anderen Materialparameter wurde $dp_n=0.4$ $dp_s=0.2$ $rf=0.35$ verwendet.

Die Variation des Reibungskoeffizienten (**Abb.4.3**) hat einen großen Einfluss auf die Verteilungsfunktion. In diesem Beispiel wurden Simulationen mit 33° , 30° und $26,5^\circ$ durchgeführt, wobei durchaus unterschiedliche Ergebnisse zu erkennen sind. Grundsätzlich lässt sich feststellen, dass mit abnehmendem Reibungswinkel die Auftreffdistanz zunimmt. Gleichzeitig verändert sich auch die Streuung der Verteilung.

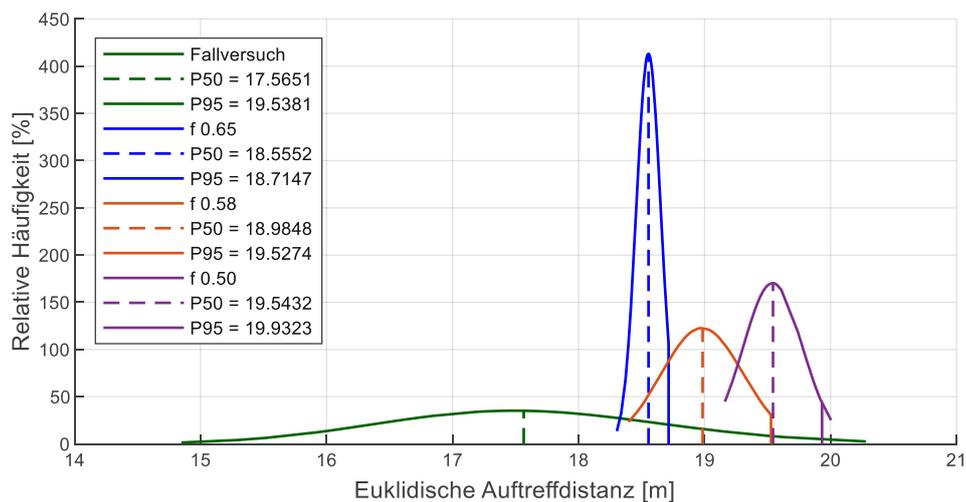


Abb.4.3: Vergleich des Reibungskoeffizienten an der Böschung mit runden Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_n=0.4$ $dp_s=0.2$ $rf=0.35$

Rollreibungskoeffizient

Für den Rollreibungskoeffizienten wurde folgende Werte angenommen: 0.42, 0.40, 0.325, 0.30 und 0.27. Die restlichen Materialparameter sind konstant ($dp_n=0.25$ $dp_s=0.2$ $f=0.58$).

Wie in **Abb.4.4** zu erkennen ist, hat der Rollreibungskoeffizient einen großen Einfluss auf die Simulationsergebnisse. Bei einem hohen Rollreibungskoeffizient ist die Verteilung sehr eng. Das P50-Quantil hat eine sehr hohe relative Häufigkeit, liegt aber näher am P50-Quantil des Fallversuchs. Je kleiner der Rollreibungskoeffizient gewählt wird, desto weiter gestreut wird die Verteilung und desto größer wird die Auftreffdistanz. Ab Werten kleiner als 0,30 ändert sich die Streuung der Verteilung nicht mehr, nur die der Mittelwert verschiebt sich.

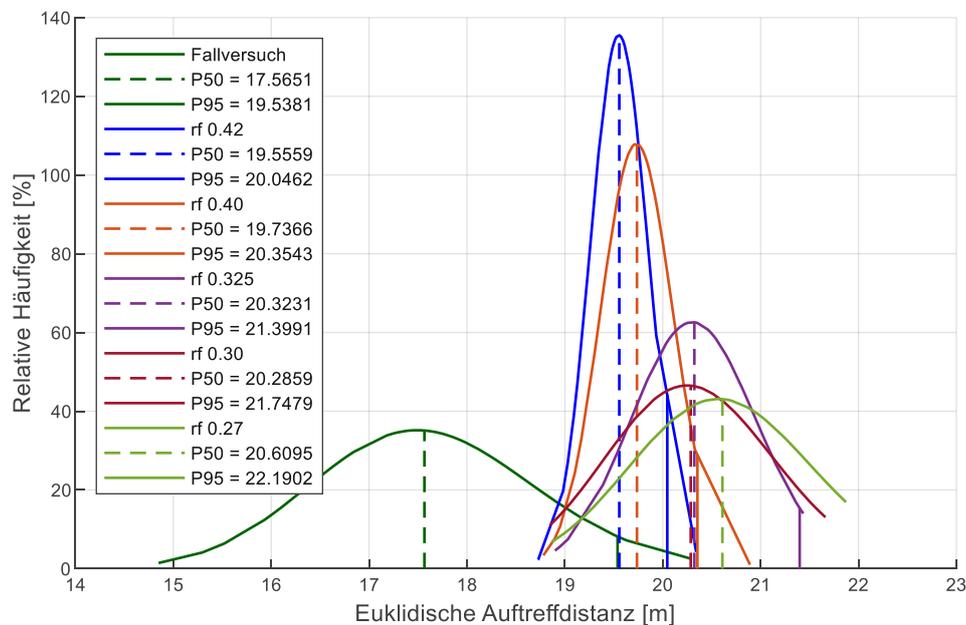


Abb.4.4: Vergleich des Rollreibungskoeffizienten an der Böschung mit runden Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_n=0.25$ $dp_s=0.2$ $f=0.58$

4.1.1.2 Einfluss der Materialparameter der Etage – Ausrolldistanz

Nachfolgend werden die Ergebnisse des Einflusses der Materialparameter der Etage dargestellt. Die Daten werden bezüglich der Ausrolldistanz ausgewertet.

Die Materialparameter der Böschung wurden hier nicht verändert und konstant gehalten, wobei folgende Werte verwendet wurden: dp_n 0.25, dp_s 0.20, f 0.58 und rf 0.3.

Normales kritisches Dämpfungsverhältnis

Für dieses wurden folgende Werte gewählt: 0.25, 0.20, 0.15 und 0.10. Die restlichen Materialparameter betragen $dp_s=0.2$ $f=0.58$ $rf=0.40$.

Das normale kritische Dämpfungsverhältnis (**Abb.4.5**) der Etage hat kaum einen Einfluss auf die Ausrolldistanz. Dies ist darauf zurückzuführen, dass die Blöcke sich in diesem Abschnitt überwiegend im rollenden Bewegungszustand befinden und wenig springen.

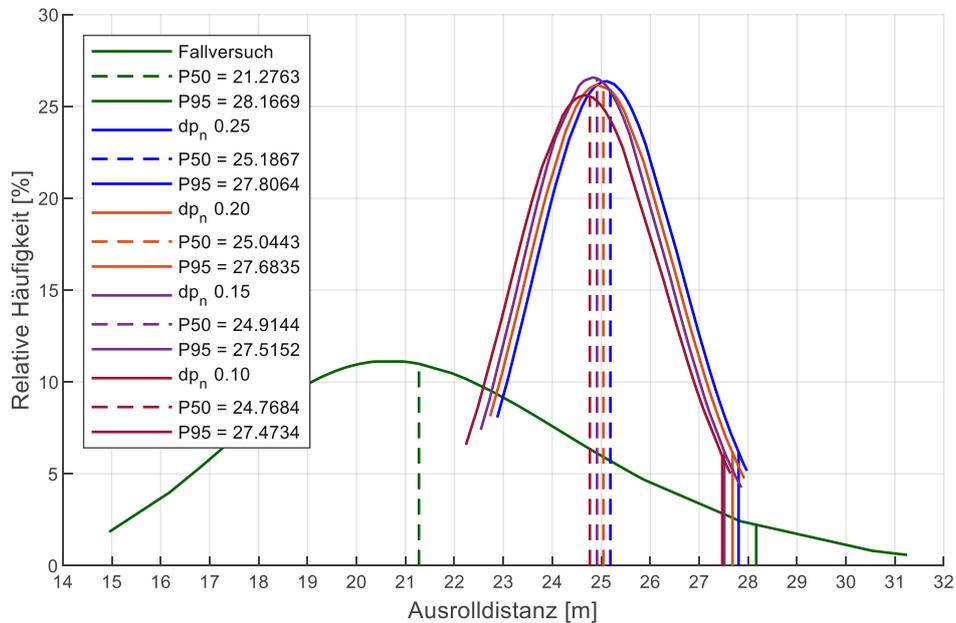


Abb.4.5: Vergleich des normalen kritischen Dämpfungsverhältnisses der Etage mit runden Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_s=0.2$ $f=0.58$ $rf=0.40$

Tangentiales Dämpfungsverhältnis

Das tangential Dämpfungsverhältnis wurde zwischen 0.25 und 0.15 in 0.05er-Schritten variiert. Die anderen Materialparameter sind konstant ($dp_n=0.20$ $f=0.58$ $rf=0.40$).

Dieses (**Abb.4.6**) hat, wie auch schon auf die Auftreffdistanz, keinen Einfluss auf die Ausrolldistanz. Bei Veränderung der Dämpfungsverhältnisse sind die Ergebnisse ident.

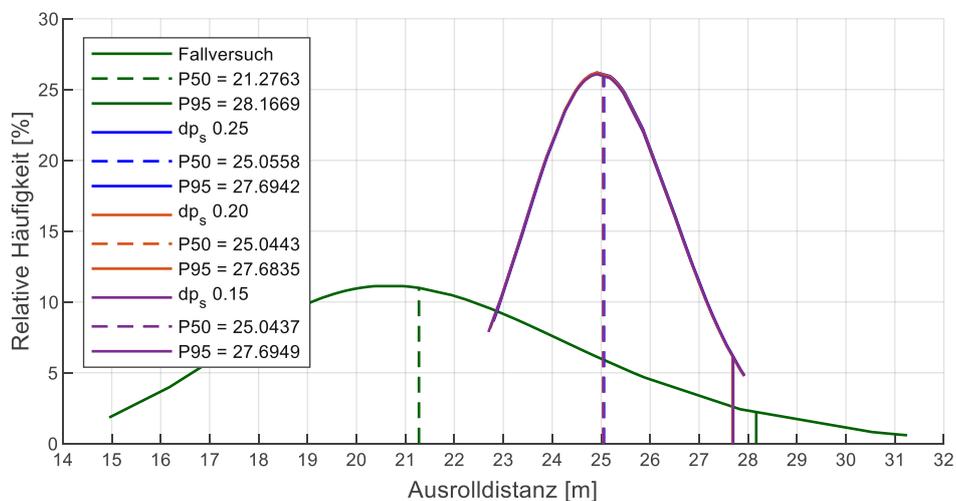


Abb.4.6: Vergleich des tangentialen Dämpfungsverhältnisses der Etage mit runden Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_n=0.20$ $f=0.58$ $rf=0.40$

Reibungskoeffizient

Die verwendeten Werte für den Reibungskoeffizient sind 0.68, 0.62, 0.58 und 0.50. Die restlichen Materialparameter betragen $dp_n=0.2$ $dp_s=0.2$ $rf=0.40$.

Im Gegensatz zur Böschung hat der Reibungskoeffizient (**Abb.4.7**) der Etage keinen Einfluss auf die Ausrolldistanz.

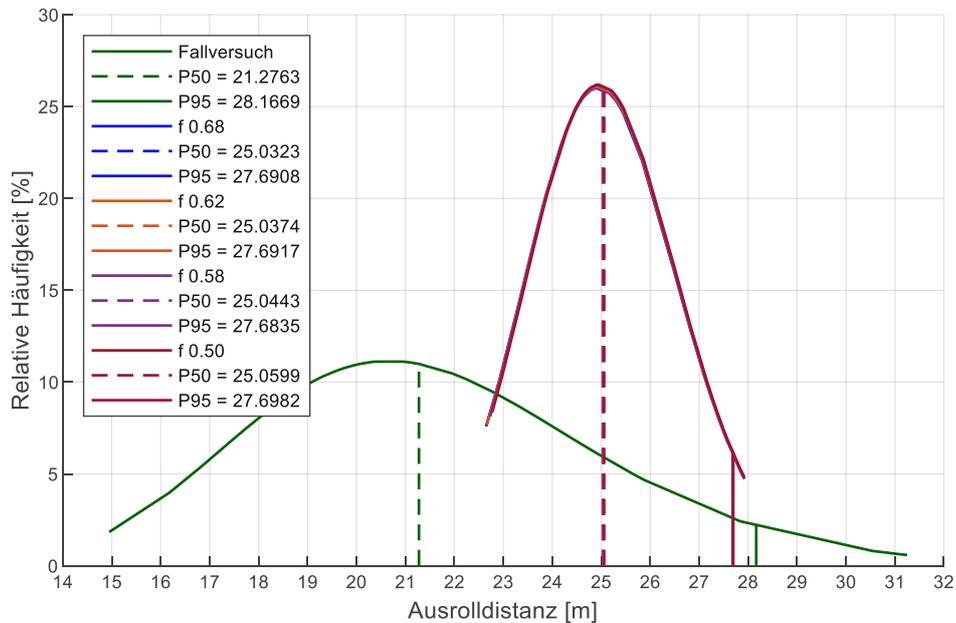


Abb.4.7: Vergleich des Reibungskoeffizienten der Etage mit runden Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_n=0.2$ $dp_s=0.2$ $rf=0.40$

Rollreibungskoeffizient

Der Rollreibungskoeffizient wurde zwischen 0.40 und 0.25 in 0.05er-Schritten variiert. Die restlichen Materialparameter wurden konstant gehalten ($dp_n=0.25$ $dp_s=0.2$ $f=0.58$).

Der Rollreibungskoeffizient (**Abb.4.8**) der flachen Etage hat erwartungsgemäß einen großen Einfluss auf die Ausrolldistanz. Je kleiner dieser ist, desto weiter rollen die Steine. Gleichzeitig wird die Streuung der Dichtefunktion immer größer und der Wert des P50-Quantils immer kleiner. Die einzelnen P50-Quantile unterscheiden sich signifikant voneinander. Darüber hinaus rollen die Blöcke bei kleinem Rollreibungskoeffizienten teilweise bis an den Wall am Ende der flachen Böschung und wurden dadurch abgebremst.

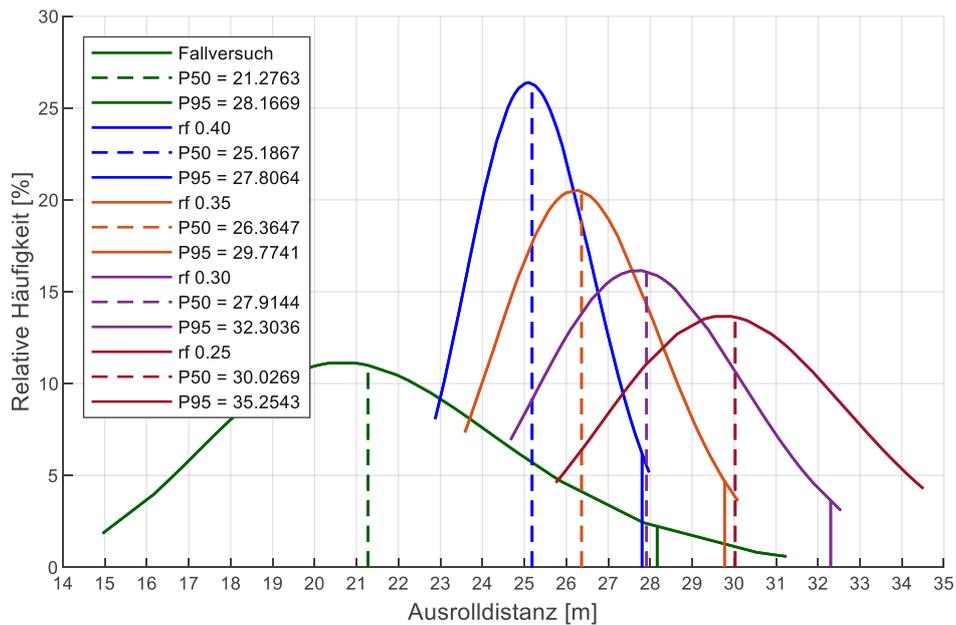


Abb.4.8: Vergleich des Rollreibungskoeffizienten der Etage mit runden Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_n=0.25$ $dp_s=0.2$ $f=0.58$

4.1.2 Simulation mit quadratischen Blöcken

4.1.2.1 Einfluss der Materialparameter der Böschung – Auftreffdistanz

In diesem Kapitel folgt die Analyse der Materialparameter der Böschung für quadratische Sturzblöcke. Die Ergebnisauswertung erfolgt bezüglich der Auftreffdistanz.

Normales kritisches Dämpfungsverhältnis

Das normale kritische Dämpfungsverhältnis, welches in **Abb.4.9** dargestellt ist, wurde zwischen 0.30 und 0.20 variiert. Die restlichen Materialparameter betragen $dp_s=0.20$ $f=0.58$ $rf=0.30$.

Bei der Simulation mit quadratischen Blöcken konnte dasselbe Verhalten festgestellt werden, wie bei der Simulation mit runden Blöcken. Je kleiner das normale kritische Dämpfungsverhalten wird, desto geringer ist die Dämpfung, wodurch das System weniger Energie verliert und umso größer ist die erste Auftreffdistanz an der Etage.

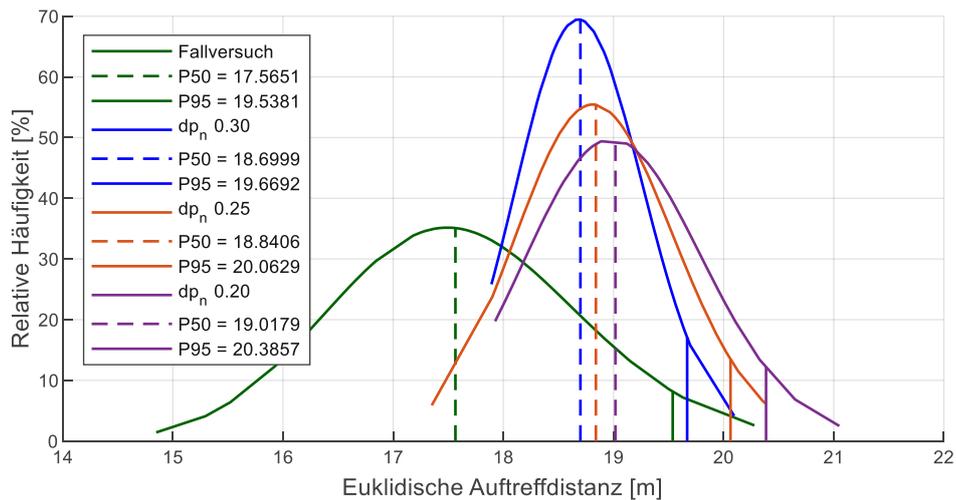


Abb.4.9: Vergleich des normalen kritischen Dämpfungsverhältnisses an der Böschung mit quadratischen Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_s=0.20$ $f=0.58$ $rf=0.30$

Tangentiales Dämpfungsverhältnis

Dieses wurde mir Werten von 0.30, 0.20 und 0.10 simuliert. Die übrigen Materialparameter wurden konstant gehalten ($dp_n=0.25$ $f=0.58$ $rf=0.30$).

Das tangentielle Dämpfungsverhalten (**Abb.4.10**) der Böschung hat bei den quadratischen Blöcken eine etwas größere Auswirkung als bei den runden Blöcken, wo die Ergebnisse nahezu ident waren. Je kleiner dieses ist, umso geringer ist die Auftreffdistanz auf der Etage. Auf die Streuung der Verteilung hat es wenig Einfluss.

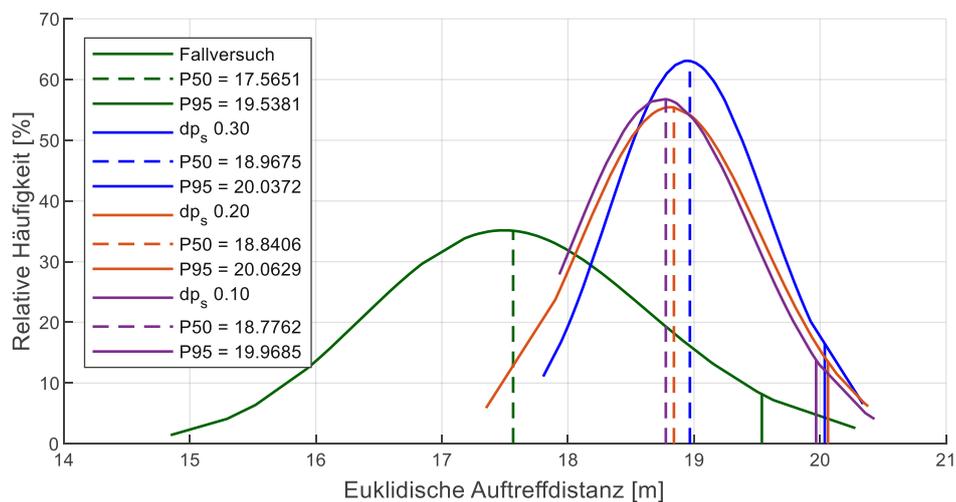


Abb.4.10: Vergleich des tangentialen Dämpfungsverhältnisses an der Böschung mit quadratischen Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_n=0.25$ $f=0.58$ $rf=0.30$

Reibungskoeffizient

Für den Reibungskoeffizienten wurden drei Werte verwendet (0.68, 0.58 und 0.60). Für die restlichen Materialparameter würden folgende Werte verwendet: $dp_n=0.25$ $dp_s=0.20$ $rf=0.30$.

Bei den quadratischen Blöcken hat der Reibungswinkel (**Abb.4.11**) ähnliche Auswirkungen wie bei den runden Blöcken. Ist der Reibungskoeffizient höher, so ist der P50-Wert am kleinsten, allerdings ist die Verteilung am engsten. Wird der Reibungskoeffizient kleiner, so verschiebt sich der Mittelwert und der erste Aufprall wird größer. Zugleich wird die Verteilung auch wieder enger. Bei einem Reibungskoeffizienten von 0,58, was einem Reibungswinkel von 30° entspricht, ist die Kurve am breitesten und ähnelt am ehesten den Fallversuchsdaten.

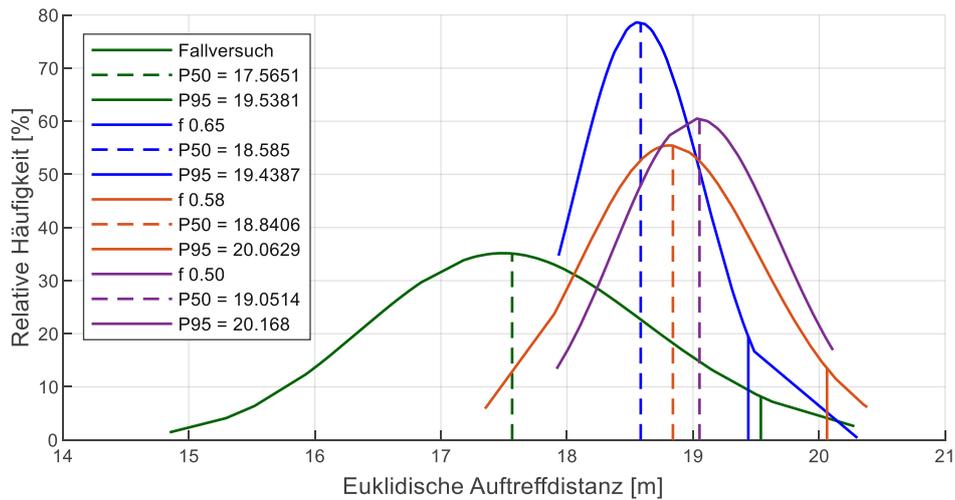


Abb.4.11: Vergleich des Reibungskoeffizienten an der Böschung mit quadratischen Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_n=0.25$ $dp_s=0.20$ $rf=0.30$

Rollreibungskoeffizient

Hierbei wurden folgende Werte variiert: 0.35, 0.30 und 0.25. Die anderen Materialparameter sind konstant ($dp_n=0.25$ $dp_s=0.20$ $f=0.58$).

Der Rollreibungskoeffizient (**Abb.4.12**) hat auf die Simulationsergebnisse der quadratischen Blöcke einen Einfluss. Je geringer dieser ist, desto kleiner wird die relative Häufigkeit des P50-Quantils. Bezüglich der Auftreffdistanz verschiebt sich das P50-Quantil gering.

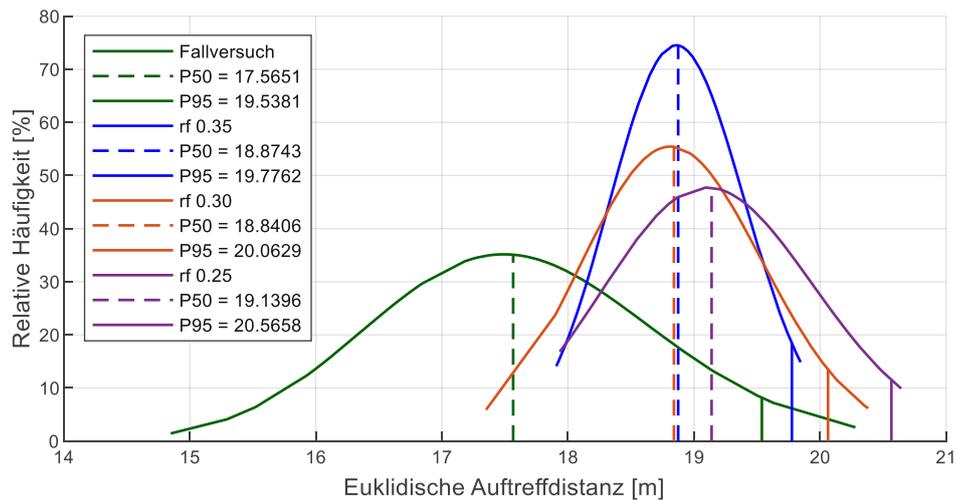


Abb.4.12: Vergleich des Rollreibungskoeffizienten an der Böschung mit quadratischen Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_n=0.25$ $dp_s=0.20$ $f=0.58$

4.1.2.2 Einfluss der Materialparameter der Etage – Ausrolldistanz

Hier folgen die Ergebnisse des Einflusses der Materialparameter der Etage für quadratischen Blöcke. Diese wurden für die Ausrolldistanz ausgewertet.

Die Materialparameter der Böschung wurden hier nicht verändert und konstant gehalten, wobei folgende Werte verwendet wurden: dp_n 0.25, dp_s 0.2, f 0.58 und rf 0.3.

Normales kritisches Dämpfungsverhältnis

Für das normale kritische Dämpfungsverhältnis wurde zwischen folgenden Werten unterschieden: 0.45, 0.35, 0.30, 0.25 und 0.15. Die konstanten Materialparameter betragen $dp_s=0.2$ $f=0.58$ $rf=0.10$.

Während bei runden Blöcken das normale kritische Dämpfungsmaß wenig Einfluss auf die Ausrolldistanz hat, ist bei quadratischen Blöcken der Einfluss klar zu erkennen. Dies wird in **Abb.4.13** deutlich gemacht. Durch ein kleineres Dämpfungsverhältnis werden die Verteilungen wesentlich weiter gestreut. Die Änderung des P50-Quantils ist dagegen klein.

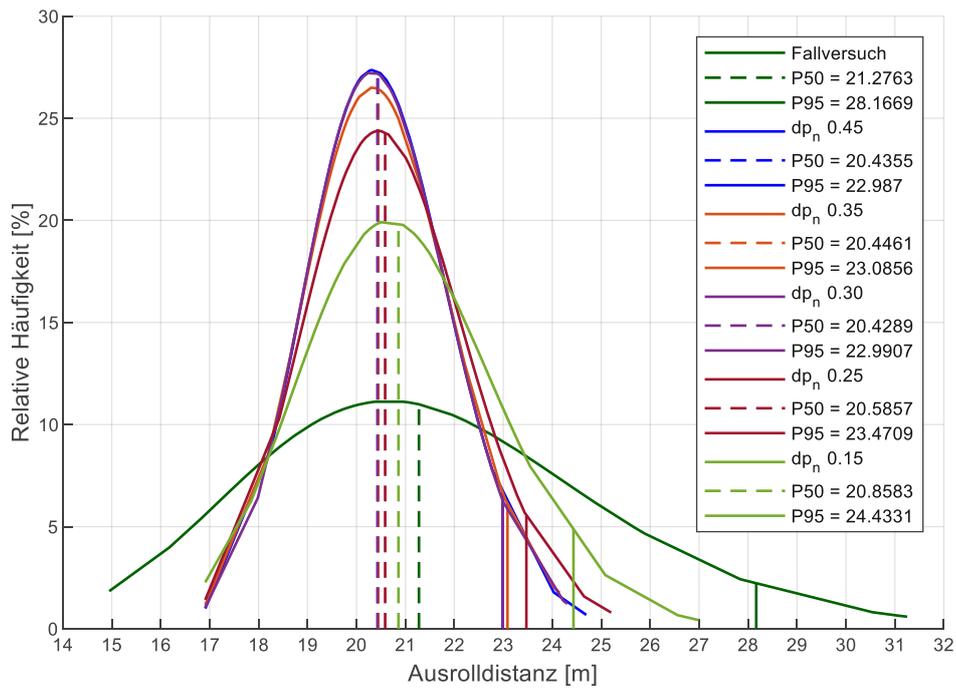


Abb.4.13: Vergleich des normalen kritischen Dämpfungsverhältnisses der Etage mit quadratischen Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_s=0.2$ $f=0.58$ $rf=0.10$

Tangentiales Dämpfungsverhältnis

Für das tangentielle Dämpfungsverhältnis wurde 0.3, 0.2 und 0.1 angenommen. Die übrigen Materialparameter sind konstant ($dp_n=0.15$ $f=0.58$ $rf=0.1$).

Während bei runden Blöcken die Ergebnisse durch die Änderung des tangentialen Dämpfungsverhältnisses ident bleiben, kann bei den quadratischen Blöcken eine geringe Abweichung der Ergebnisse festgestellt werden, wie in **Abb.4.14** zu erkennen ist.

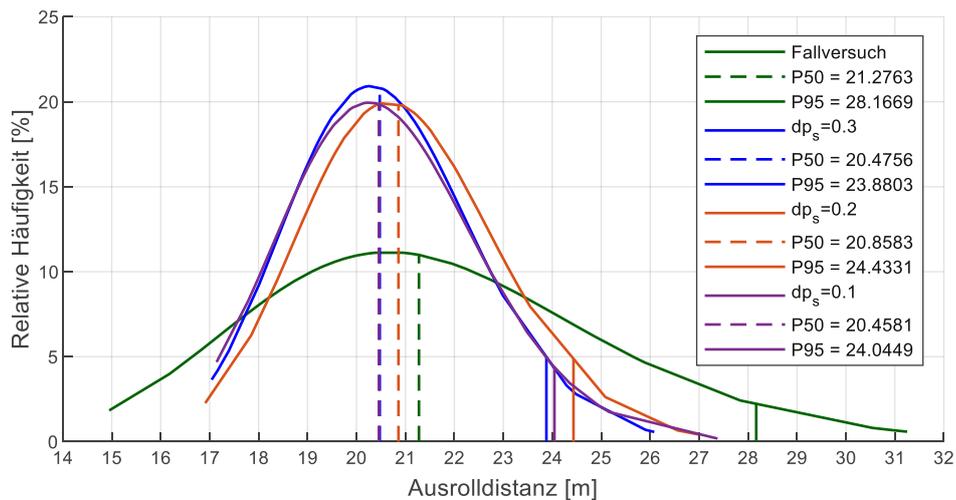


Abb.4.14: Vergleich des tangentialen Dämpfungsverhältnisses der Etage mit quadratischen Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_n=0.15$ $f=0.58$ $rf=0.1$

Reibungskoeffizient

Der Reibungskoeffizient wurde mit 0.65, 0.58 und 0.50 simuliert. Die restlichen Materialparameter betragen $dp_n=0.25$ $dp_s=0.2$ $rf=0.1$.

Der Reibungskoeffizient (**Abb.4.15**) hat zwar im Vergleich zu den runden Blöcken einen minimal größeren Einfluss auf die Ausrolldistanz. Die Effekte sind dennoch sehr gering.

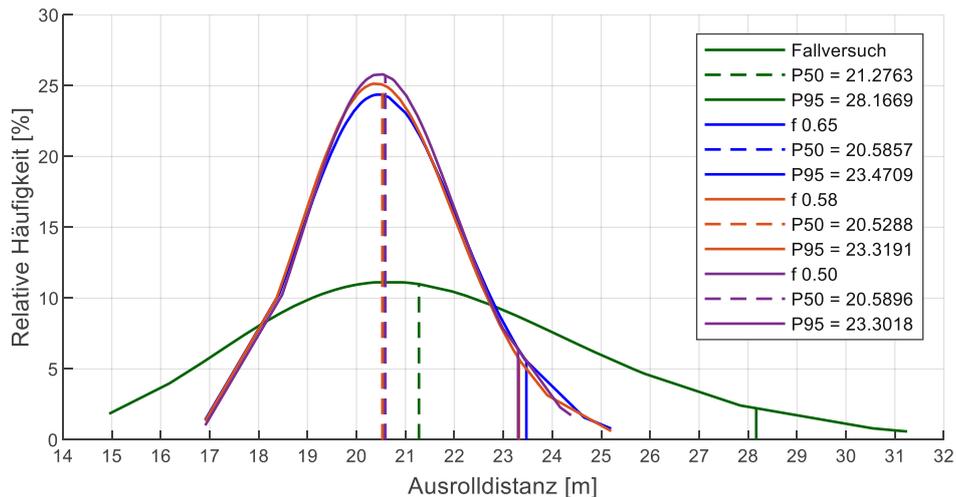


Abb.4.15: Vergleich des Reibungskoeffizienten der Etage mit quadratischen Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_n=0.25$ $dp_s=0.2$ $rf=0.1$

Rollreibungskoeffizient

Der Rollreibungskoeffizient hat Werte von 0.30, 0.20, 0.10 und 0.01. Die konstanten Materialparameter betragen $dp_n=0.25$ $dp_s=0.2$ $f=0.58$.

Der Rollreibungskoeffizient (**Abb.4.16**) beeinflusst die Ergebnisse wesentlich. Je kleiner dieser ist, desto weiter rollen die Blöcke und desto größer ist die Streuung der Ergebnisse. Bei Verwendung eines sehr kleinen Rollreibungskoeffizienten, der Nahe Null liegt, kommt die Verteilung den Fallversuchsdaten am nächsten. Das P50-Quantil ist ungefähr so groß wie jenes mit einem $rf=0.10$, aber das P95-Quantil kommt dem des Fallversuchs am nächsten. Je kleiner der Rollreibungskoeffizient ist, desto weiter wird die Verteilung und damit die relative Häufigkeit gestaucht und die Verteilung gestreut.

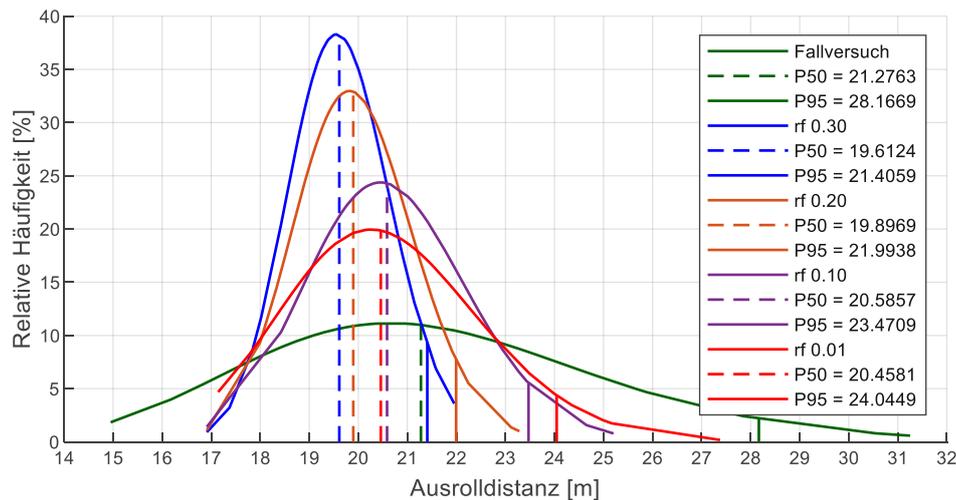


Abb.4.16: Vergleich des Rollreibungskoeffizienten der Etage mit quadratischen Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_n=0.25$ $dp_s=0.2$ $f=0.58$

Variable Anfangsgeschwindigkeit und Anfangsrotation

Bisher wurden die Blöcke in der Simulation mit konstanter Anfangsgeschwindigkeit und ohne Anfangsrotation abgeworfen. Nun wird der Einfluss variabler Anfangsenergien (**Abb.4.17**) untersucht. Diese Parameter folgen dabei einer Box-Muller-Verteilung, siehe dazu Kapitel 3.4.7.

Allgemein lässt sich feststellen, dass variable Anfangsbedingungen durchaus einen Einfluss auf die Simulationsergebnisse haben. Allerdings ist auch zu beachten, dass durch die zufälligen Anfangswerte bei jedem Durchgang andere Ergebnisse resultieren können. Trotzdem hatte die Simulation mit konstanter Anfangsgeschwindigkeit das 50 %-Quantil, welches am nächsten zum Fallversuch war.

Insgesamt sind die Unterschiede gering. Die 50 %-Quantile liegen alle sehr nahe zusammen und in einer guten Näherung zu den Fallversuchsdaten. Die 95 %-Quantile unterscheiden sich etwas mehr, sind aber auch noch alle im ähnlichen Bereich. Allerdings weichen diese ziemlich von den Versuchsdaten ab.

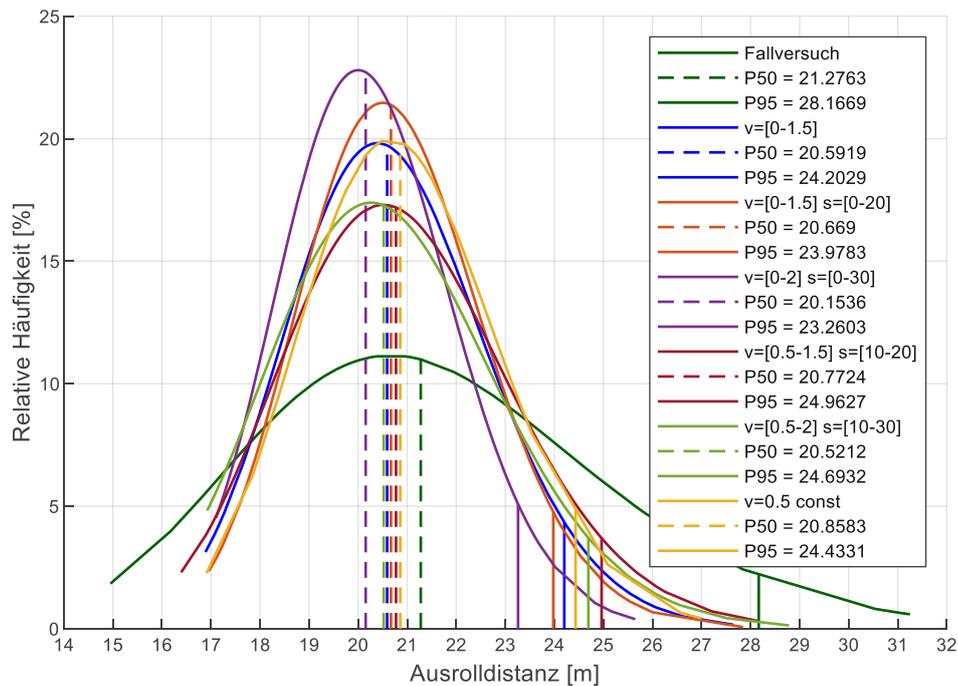


Abb.4.17: Vergleich von unterschiedlichen Anfangsgeschwindigkeiten und Anfangsrotation der Etage mit quadratischen Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_n=0.15$
 $dp_s=0.2$ $f=0.58$ $rf=0.10$

4.1.3 Erkenntnisse des Einflusses der Materialparameter

Nach Auswertung der Daten und Darstellung der Ergebnisse (Kapitel 4.1.1.1 bis 4.1.2.2), konnte festgestellt werden, dass bei den runden Blöcken das normale kritische Dämpfungsverhältnis, der Reibungskoeffizient und der Rollreibungskoeffizient als Materialparameter der Böschung einen großen Einfluss auf die Auftreffdistanz haben. Das tangentielle Dämpfungsverhältnis dagegen hat keinen Einfluss. Als Materialparameter der Etage hat hauptsächlich der Rollreibungskoeffizient einen großen und das normale kritische Dämpfungsverhältnis einen kleinen Einfluss auf die Ausrolldistanz. Das tangentielle Dämpfungsverhältnis und der Reibungskoeffizient haben keine Auswirkung.

Für die quadratischen Blöcke haben sowohl für die Auftreff- als auch für die Ausrolldistanz alle Materialparameter der Etage und Böschung einen Einfluss, auch wenn das tangentielle Dämpfungsverhältnis nur einen kleinen Einfluss hat. Ebenso hat der Reibungskoeffizient für die Ausrolldistanz wenig Auswirkung.

4.2 Kalibrierung der Tagebaue mit gemeinsamen Datensatz aus runden und quadratischen Blöcken

In diesem Abschnitt werden zuerst die Ergebnisse der Kalibrierung der runden und quadratischen Blöcke mit den besten Materialparametern der einzelnen Tagebaue dargestellt. Hierfür wurden mit kleinen Schritten die Materialparameter immer etwas angepasst, bis die optimalen Parameter gefunden wurden. Zusätzlich wurden auch die Erkenntnisse aus Kapitel 4.1 genutzt. Dies wurde so lange wiederholt, bis die Simulationsergebnisse so nah wie möglich an den Fallversuchen waren. Dabei wurde zunächst immer versucht, die Auftreffdistanz mit den Materialparametern der Böschung so gut wie möglich anzupassen. Anschließend wurden die Materialparametern der Etage angepasst, um die Ausrolldistanz zu kalibrieren. Diese Ergebnisse wurden anschließend in einem gemeinsamen Datensatz abgebildet und beobachtet, was dies für eine Auswirkung hat.

In den nachfolgenden Kapiteln 4.2.1 bis 4.2.4 werden zunächst immer tabellarisch die optimalen Materialparameter dargestellt. Anschließend folgt je ein Diagramm für die Auftreff- und die Ausrolldistanz. In Kapitel 4.2.5 folgt eine Diskussion der Kalibration.

4.2.1 Kalibrierung Tagebau Limberg

Tab.4.1: Optimale Materialparameter für runde Blöcke für den Tagebau Limberg

Runde Blöcke Materialparameter	Böschung	Etage
Normales kritisches Dämpfungsverhältnis dp_n	0,25	0,15
Tangentiales Dämpfungsverhältnis dp_s	0,20	0,20
Reibungskoeffizient f	0,58	0,58
Rollreibungskoeffizient rf	0,30	0,40

Tab.4.2: Optimale Materialparameter für quadratische Blöcke für den Tagebau Limberg

Quadratische Blöcke Materialparameter	Böschung	Etage
Normales kritisches Dämpfungsverhältnis dp_n	0,25	0,15
Tangentiales Dämpfungsverhältnis dp_s	0,20	0,20
Reibungskoeffizient f	0,58	0,58
Rollreibungskoeffizient rf	0,30	0,10

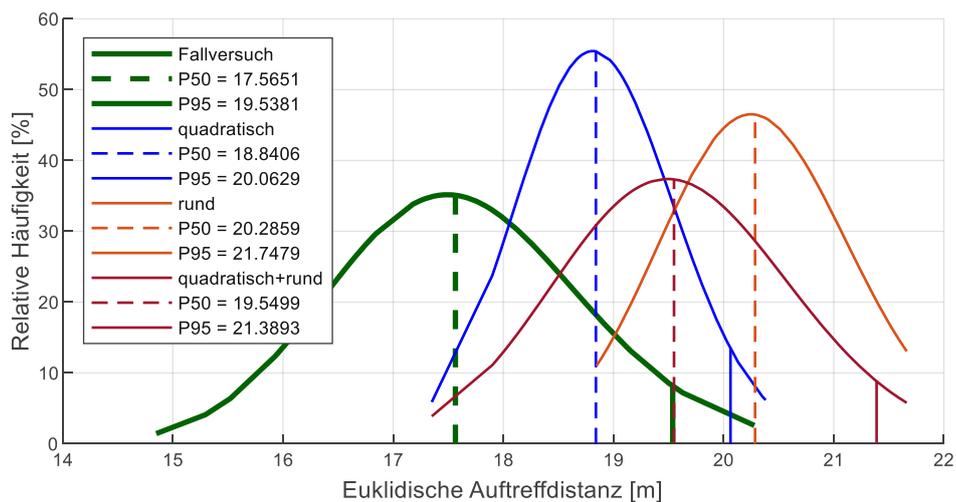


Abb.4.18: Euklidische Auftreffdistanz Limberg

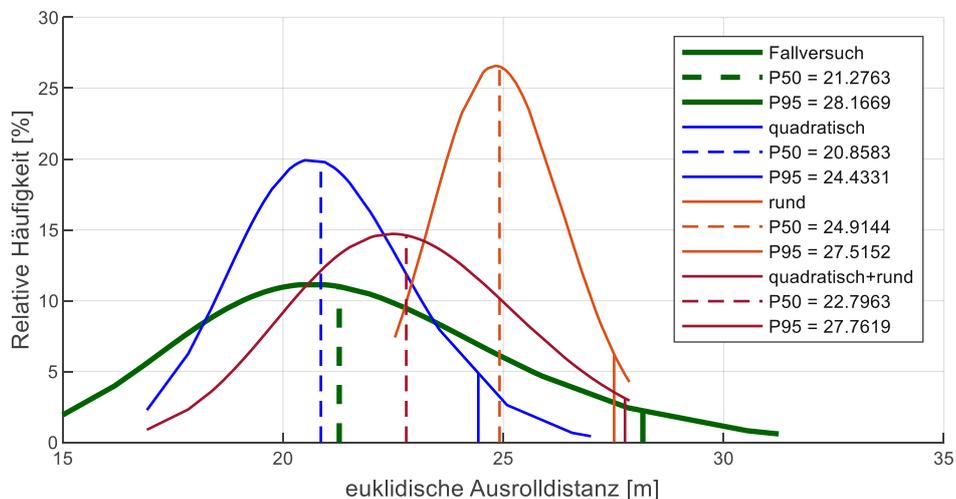


Abb.4.19: Euklidische Ausrolldistanz Limberg

4.2.2 Kalibrierung Tagebau Klöch

Tab.4.3: Optimale Materialparameter für runde Blöcke für den Tagebau Klöch

Runde Blöcke Materialparameter	Böschung	Etage
Normales kritisches Dämpfungsverhältnis dp_n	0,30	0,40
Tangentiales Dämpfungsverhältnis dp_s	0,20	0,20
Reibungskoeffizient f	0,58	0,58
Rollreibungskoeffizient rf	0,30	0,20

Tab.4.4: Optimale Materialparameter für quadratische Blöcke für den Tagebau Klöch

Quadratische Blöcke Materialparameter	Böschung	Etage
Normales kritisches Dämpfungsverhältnis dp_n	0,40	0,45
Tangentiales Dämpfungsverhältnis dp_s	0,20	0,20
Reibungskoeffizient f	0,58	0,50
Rollreibungskoeffizient rf	0,30	0,10

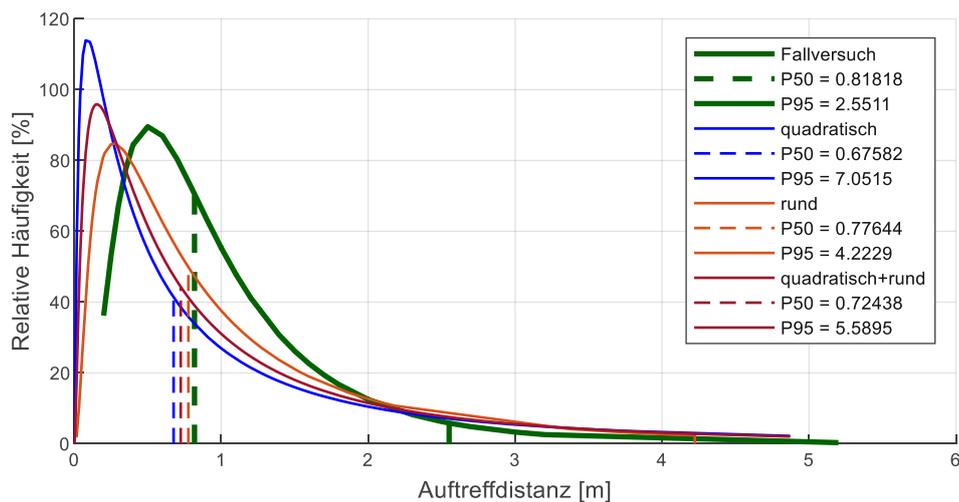


Abb.4.20: Auftreffdistanz Klöch

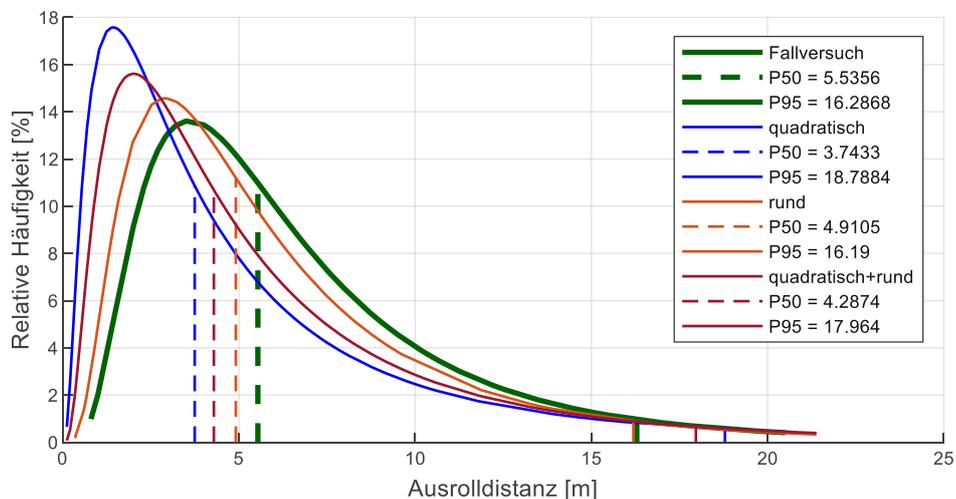


Abb.4.21: Ausrolldistanz Klöch

4.2.3 Kalibrierung Tagebau Pauliberg

Tab.4.5: Optimale Materialparameter für runde Blöcke für den Tagebau Pauliberg

Runde Blöcke Materialparameter	Böschung	Etage
Normales kritisches Dämpfungsverhältnis dp_n	0,40	0,50
Tangentiales Dämpfungsverhältnis dp_s	0,40	0,20
Reibungskoeffizient f	0,58	0,58
Rollreibungskoeffizient rf	0,40	0,20

Tab.4.6: Optimale Materialparameter für quadratische Blöcke für den Tagebau Pauliberg

Quadratische Blöcke Materialparameter	Böschung	Etage
Normales kritisches Dämpfungsverhältnis dp_n	0,40	0,50
Tangentiales Dämpfungsverhältnis dp_s	0,40	0,20
Reibungskoeffizient f	0,58	0,58
Rollreibungskoeffizient rf	0,40	0,20

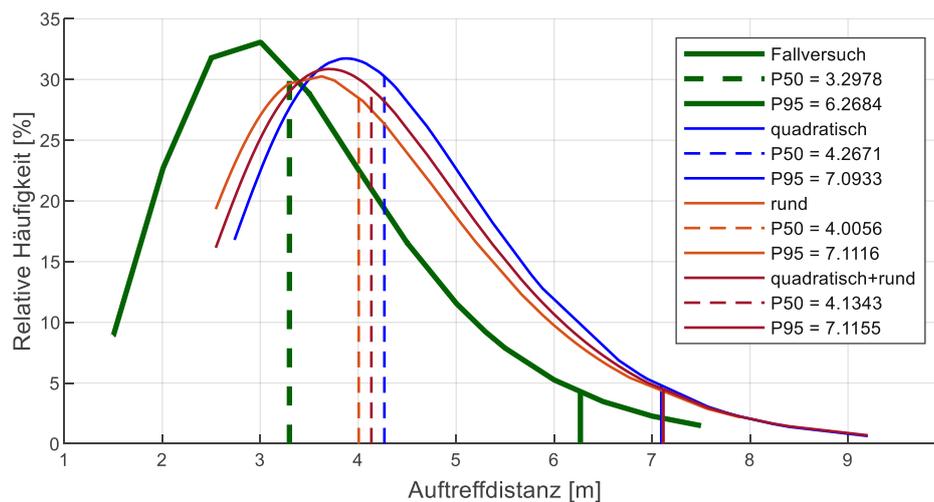


Abb.4.22: Auftreffdistanz Pauliberg

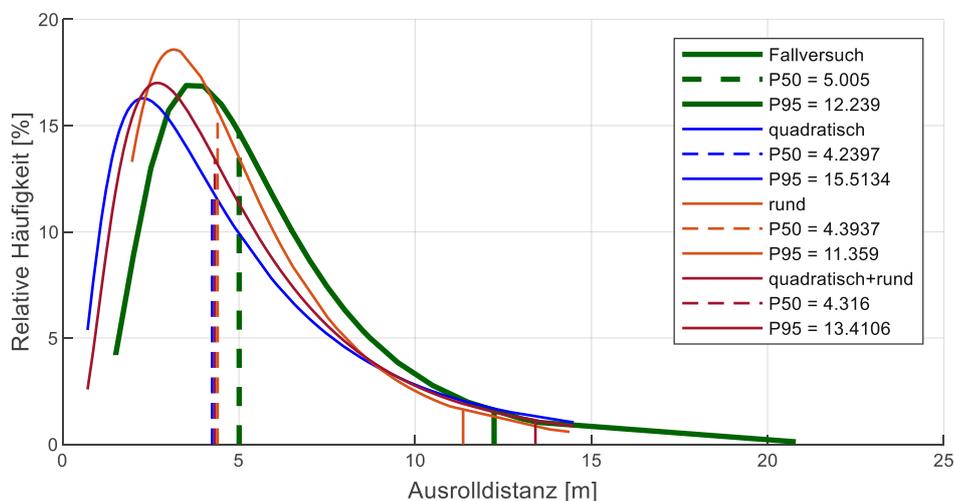


Abb.4.23: Ausrolldistanz Pauliberg

4.2.4 Kalibrierung Tagebau Preg

Tab.4.7: Optimale Materialparameter für runde Blöcke für den Tagebau Preg

Runde Blöcke Materialparameter	Böschung	Etage
Normales kritisches Dämpfungsverhältnis dp_n	0,20	0,40
Tangentiales Dämpfungsverhältnis dp_s	0,10	0,10
Reibungskoeffizient f	0,50	0,58
Rollreibungskoeffizient rf	0,20	0,35

Tab.4.8: Optimale Materialparameter für quadratische Blöcke für den Tagebau Preg

Quadratische Blöcke Materialparameter	Böschung	Etage
Normales kritisches Dämpfungsverhältnis dp_n	0,20	0,20
Tangentiales Dämpfungsverhältnis dp_s	0,10	0,10
Reibungskoeffizient f	0,50	0,50
Rollreibungskoeffizient rf	0,20	0,10

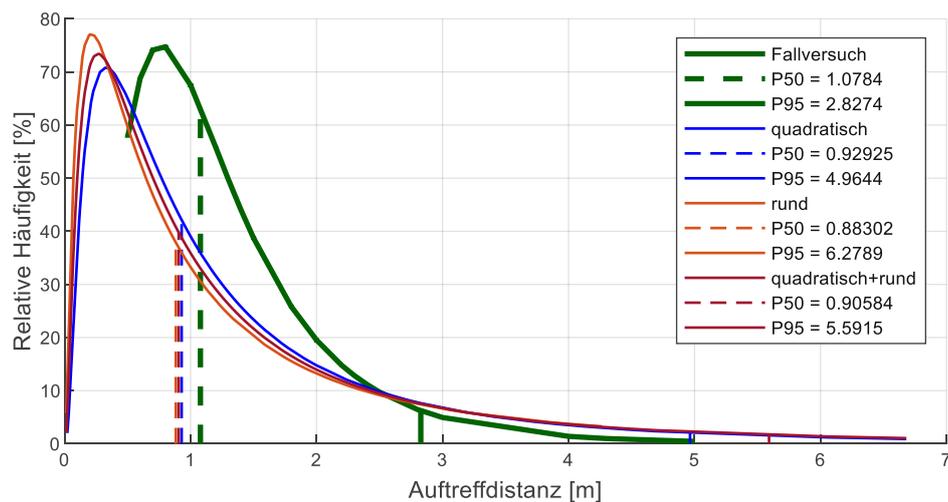


Abb.4.24: Auftreffdistanz Preg

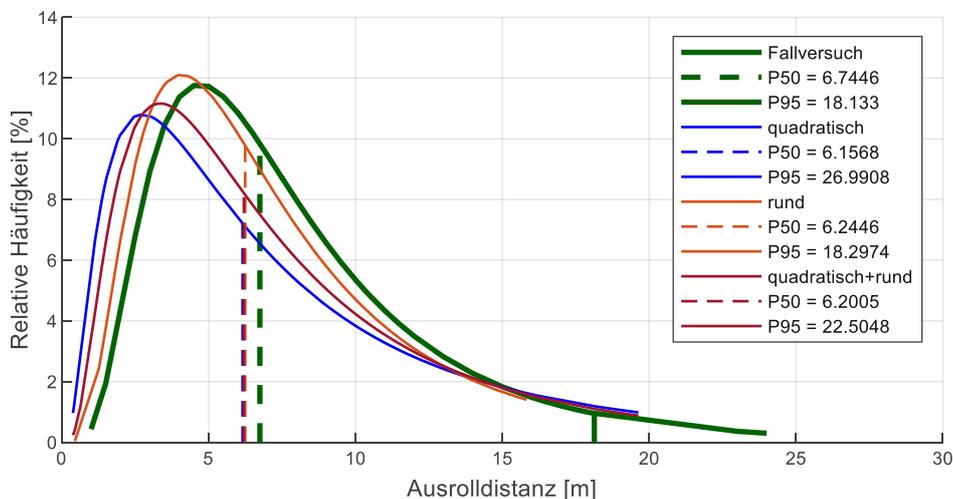


Abb.4.25: Ausrolldistanz Preg

4.2.5 Erkenntnisse der Kalibrierung

Bei den Ergebnissen der Kalibrierung mit den jeweils optimalen Materialparametern, welche zwischen 4.2.1 und 4.2.4 dargestellt sind, fällt auf den ersten Blick auf, dass für den Tagebau in Limberg die Kalibrierung sehr schwierig war und die Ergebnisse immer noch um einiges von den Fallversuchen abweichen. In den anderen Tagebauen konnten hingegen sehr gute Simulationsergebnisse erzielt werden.

Bei allen Simulationen, sowohl bei der Auftreffdistanz als auch der Ausrolldistanz, konnte festgestellt werden, dass das 50%-Quantil der gemischten Blockform zwischen den quadratischen und runden Blöcken liegt. Bei den Tagebauen Klöch, Pauliberg und Preg, wo durch die einzelne Blockform schon gute Ergebnisse erzielt wurden, war durch die gemischte Blockform teilweise die Verteilungsfunktion noch näher dran an den Fallversuchen. In Limberg konnte durch die gemischte Blockform die relative Häufigkeit massiv gedrückt werden, wodurch man dann realistischere Ergebnisse erhalten hat. Es lässt sich feststellen, dass durch die Verwendung der geometrischen Extremformen rund und quadratisch und der anschließenden gemeinsamen Verwendung der Daten die reale Blockform durchaus gut abgebildet wird. Dadurch muss nicht die exakte Blockform in der Simulation nachgebildet werden, sondern es reicht die Verwendung der Extremformen.

Bei allen Tagebauen konnte auch beobachtet werden, dass jenen Blockform, welche bei der Auftreffdistanz am wenigsten zu den Fallversuchen abgewichen ist, auch bei der Ausrolldistanz am wenigsten abgewichen ist.

Bezüglich der Materialparameter konnte festgestellt werden, dass das normalkritische und tangential Dämpfungsmaß sowie der Reibungskoeffizient zwischen den runden und quadratischen Blöcken meistens ähnlich war. Allerdings war der Rollreibungskoeffizient der Etage bei den quadratischen Blöcken immer kleiner als bei den runden Blöcken.

4.3 Einfluss der Blockformen

In diesem Abschnitt wurden die optimalen Materialparameter der quadratischen Blöcke verwendet (siehe 4.2.1 bis 4.2.4) und mit diesen wurden Simulationen mit den anderen Blockformen durchgeführt, um festzustellen, wie sich diese im Bezug zu den quadratischen Blöcken verhalten. In den nachfolgenden Abbildungen sind die Ergebnisse dargestellt.

4.3.1 Gegenüberstellung der Blockform Tagebau Limberg

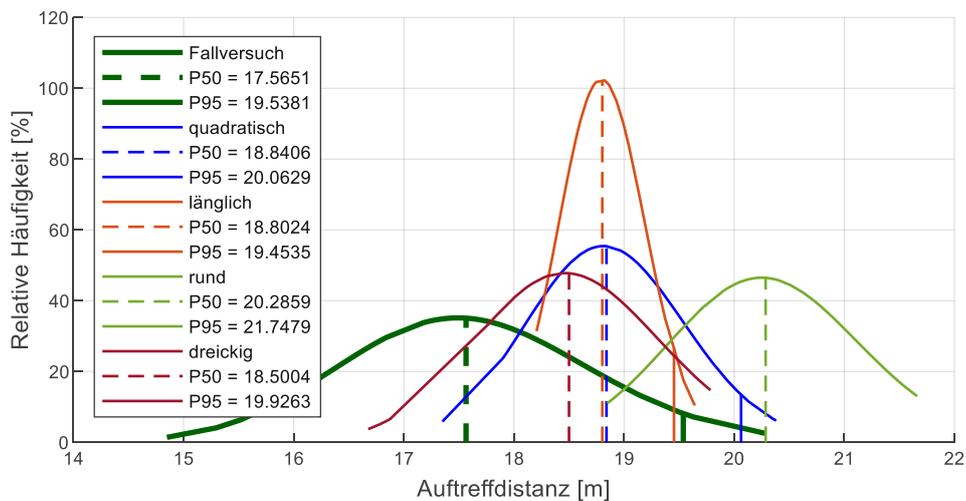


Abb.4.26: Euklidische Auftreffdistanz Limberg – Gegenüberstellung Blockform

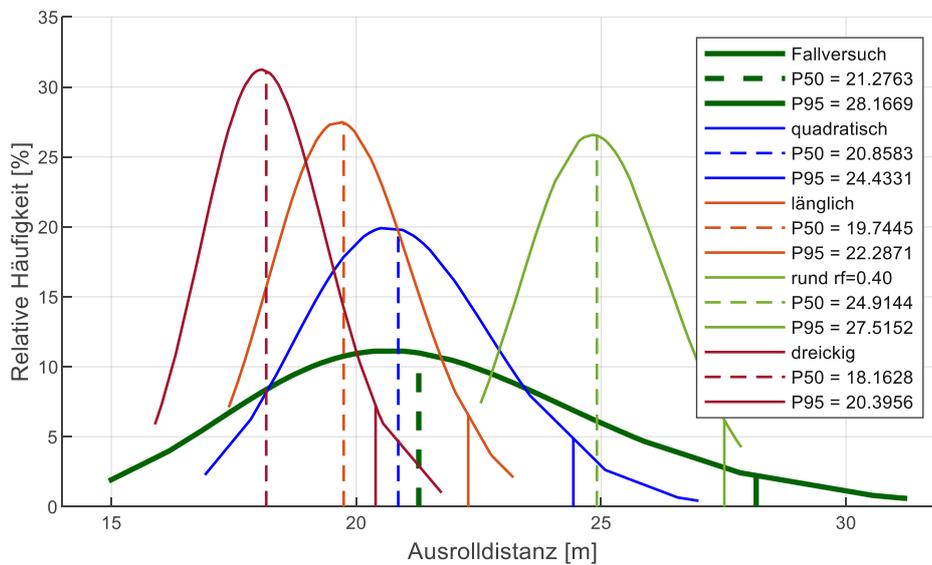


Abb.4.27: Euklidische Ausrolldistanz Limberg – Gegenüberstellung Blockform

4.3.2 Gegenüberstellung der Blockform Tagebau Klöch

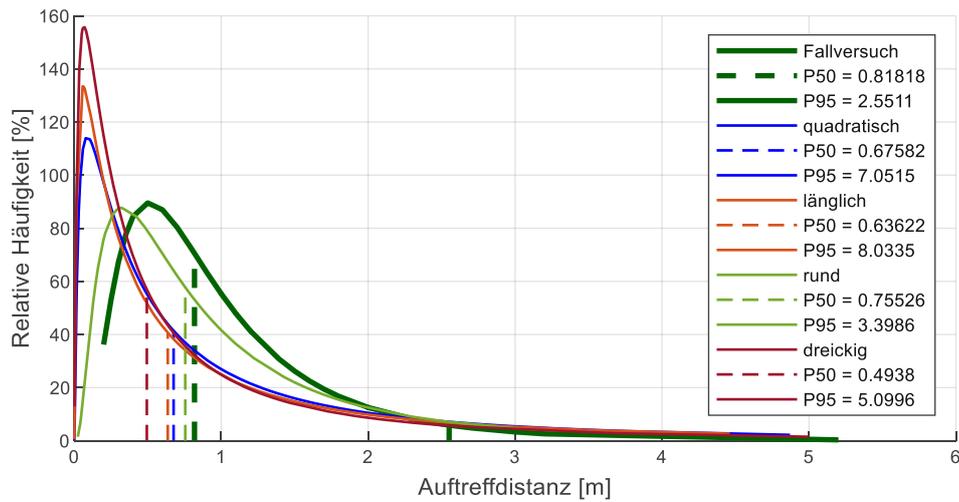


Abb.4.28: Auftreffdistanz Klöch – Gegenüberstellung Blockform

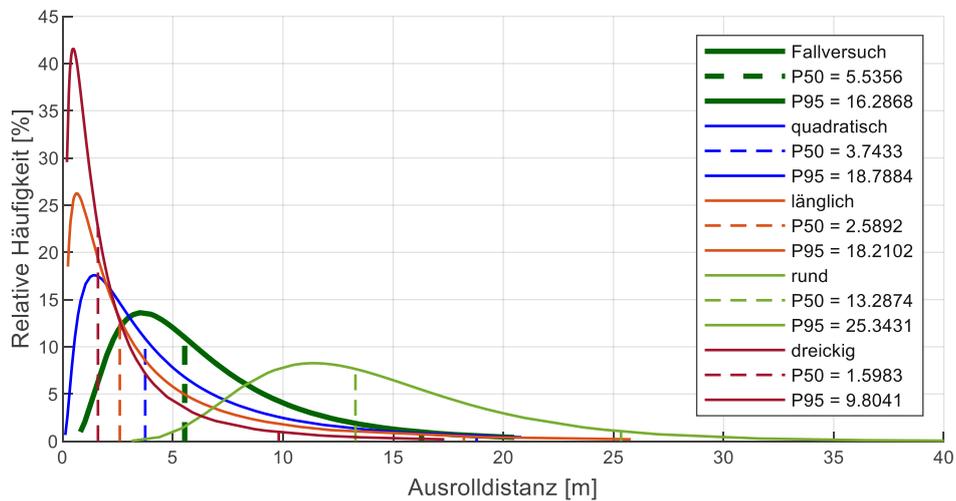


Abb.4.29: Ausrolldistanz Klöch – Gegenüberstellung Blockform

4.3.3 Gegenüberstellung der Blockform Tagebau Pauliberg

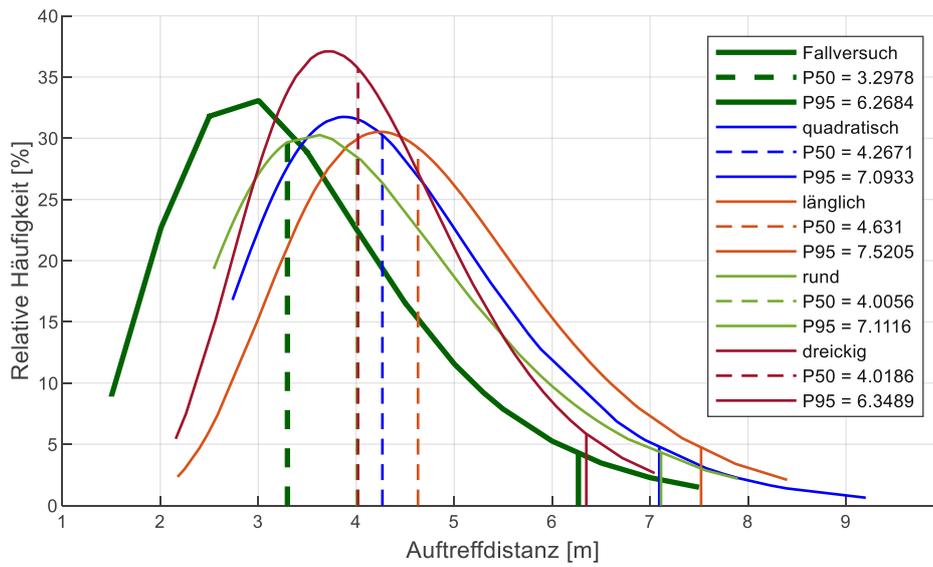


Abb.4.30: Aufreffdistanz Pauliberg – Gegenüberstellung Blockform

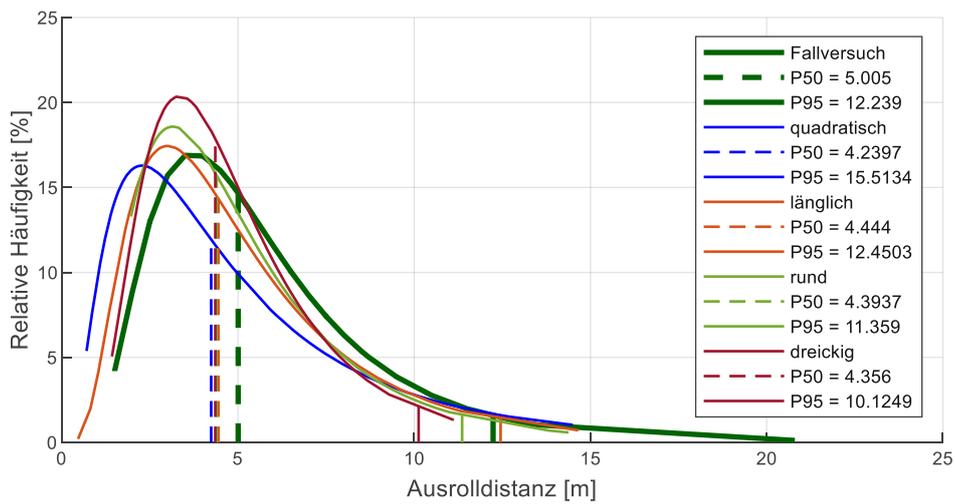


Abb.4.31: Ausrolldistanz Pauliberg – Gegenüberstellung Blockform

4.3.4 Gegenüberstellung der Blockform Tagebau Preg

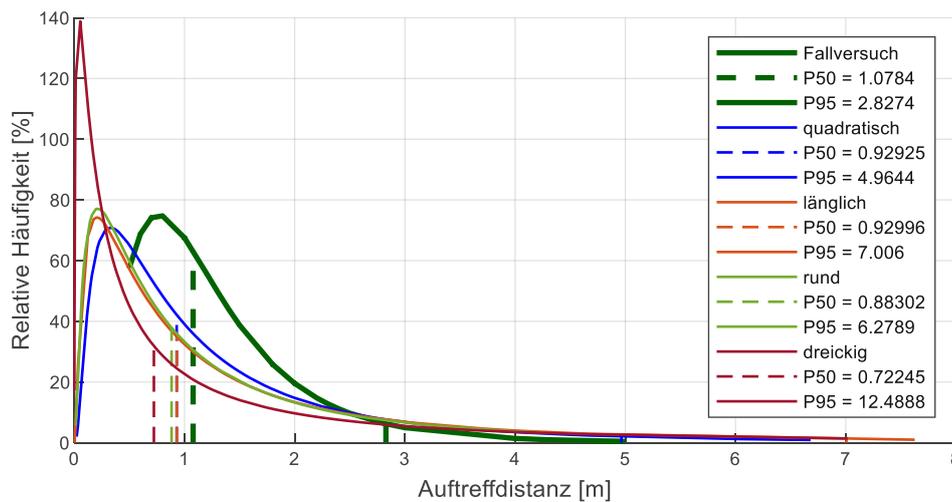


Abb.4.32: Auftreffdistanz Preg – Gegenüberstellung Blockform

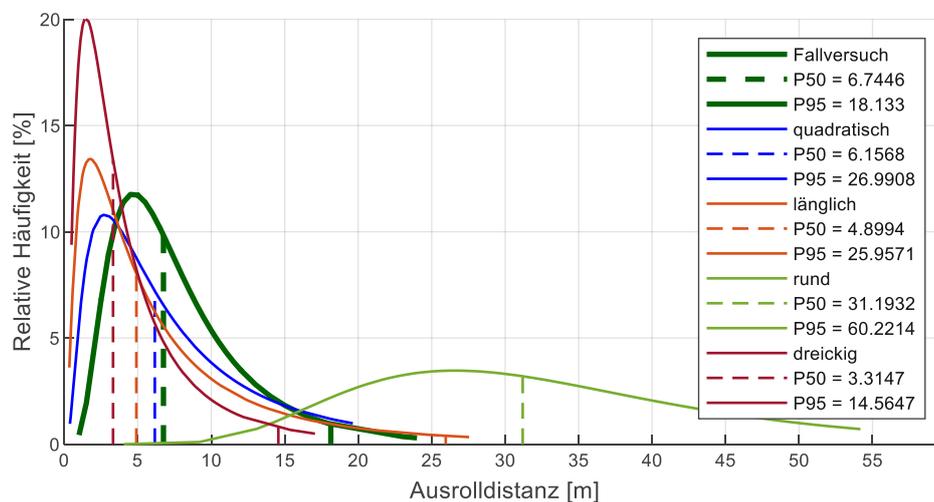


Abb.4.33: Ausrolldistanz Preg – Gegenüberstellung Blockform

4.3.5 Erkenntnisse der Untersuchung der Blockform

Bei der Gegenüberstellung der Blockformen, welche von 4.3.1 bis 4.3.4 dargestellt ist, lässt sich beobachten, dass die Ergebnisse der quadratischen, länglichen, und dreieckigen Blöcke nah beieinander liegen und die runden Blöcke hingegen weiter von diesen abweichen. Die kubischen Blöcke weisen durch ihre kantige Form ein ähnliches Verhalten auf und werden durch ebendiese schneller abgebremst. Die runden Blöcke rollen durch die gleichmäßige Oberfläche natürlicherweise weiter. Auch ist der Rollreibungskoeffizient für diese wesentlich zu klein.

Darüber hinaus kann beobachtet werden, dass sich zu den quadratischen Blöcken die länglichen am ähnlichsten verhalten. Die 50 %-Quantile der Auftreffdistanz weichen nur sehr gering voneinander ab. Bei drei Tagebauen ist es erst die zweite Nachkommastelle,

welche sich unterscheidet. Nur in Pauliberg ist es die erste Nachkommstelle, welche sich unterscheidet. Auch beim 50 %-Quantil der Ausrolldistanz sind die Ergebnisse der länglichen Blöcke den quadratischen immer am nächsten mit relativ kleinen Abweichungen.

Bei den dreieckig geformten Blöcken kann erfasst werden, dass die Verteilungsfunktion enger ist als bei den anderen Blöcken. Auch ist das 50 %-Quantil, mit einer Ausnahme in Pauliberg, als auch das 95 %-Quantil immer das kleinste. Daraus lässt sich schließen, dass dreieckige Blöcke am schnellsten abgebremst werden und dadurch am wenigsten weit rollen.

4.4 Gemeinsamer Datensatz aller Tagebaue

In diesem Abschnitt folgen die Ergebnisse aus den Versuchen der Verwendung einheitlicher Materialparameter für die Tagebaue von Klöch, Pauliberg und Preg. Der Tagebau Limberg wurde hier nicht verwendet, da mit der Simulation keine guten Ergebnisse erzielt werden konnten (vergleiche Kapitel 4.2.1). Ziel der Untersuchung war es einen Datensatz von Materialparametern zu finden, womit in allen drei Tagebaue gute Ergebnisse erzielt werden können. Auch sollte dieser Datensatz für andere Tagebaue dann geeignet sein, um sich den Kalibrationsaufwand zu ersparen.

Für die Ermittlung eines gemeinsamen Datensatzes wurden quadratische Blöcke simuliert. Im ersten Schritt wurden zunächst die optimalen Materialparameter von Klöch für die Tagebaue Pauliberg und Preg verwendet. Im nächsten Schritt wurde das arithmetische Mittel der optimalen Materialparameter der drei Tagebaue gebildet (**Tab.4.9**). In der nächsten Simulation wurden für Klöch und Preg Materialparameter verwendet, wo dort jeweils auch gute Ergebnisse erzielt werden konnten und insgesamt näher zusammenlagen. Anschließend wurde wiederum das arithmetische Mittel gebildet (Tab.6.10). In der letzten Simulation wurden die Parameter angepasst und ausgewählt mit den Erfahrungen und Erkenntnissen aller Versuche (**Tab.4.11**). Die verwendeten Materialparameter sind nachfolgend aufgelistet.

Tab.4.9: Arithmetische Mittel der Tagebaue Klöch, Pauliberg und Preg (Versuch 1)

Materialparameter	Böschung	Etage
Normales kritisches Dämpfungsverhältnis dp_n	0,33	0,383
Tangentiales Dämpfungsverhältnis dp_s	0,233	0,166
Reibungskoeffizient f	0,553	0,526
Rollreibungskoeffizient rf	0,30	0,13

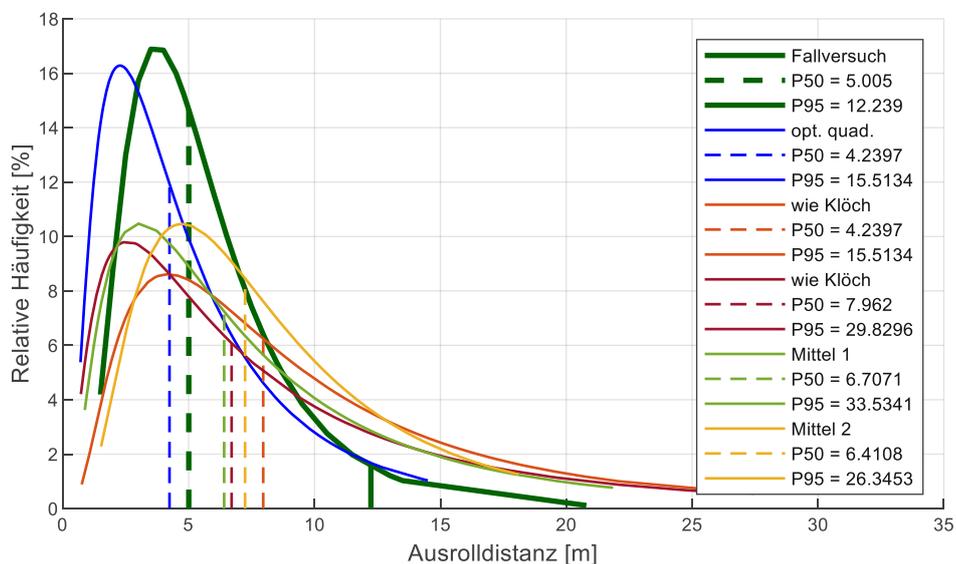
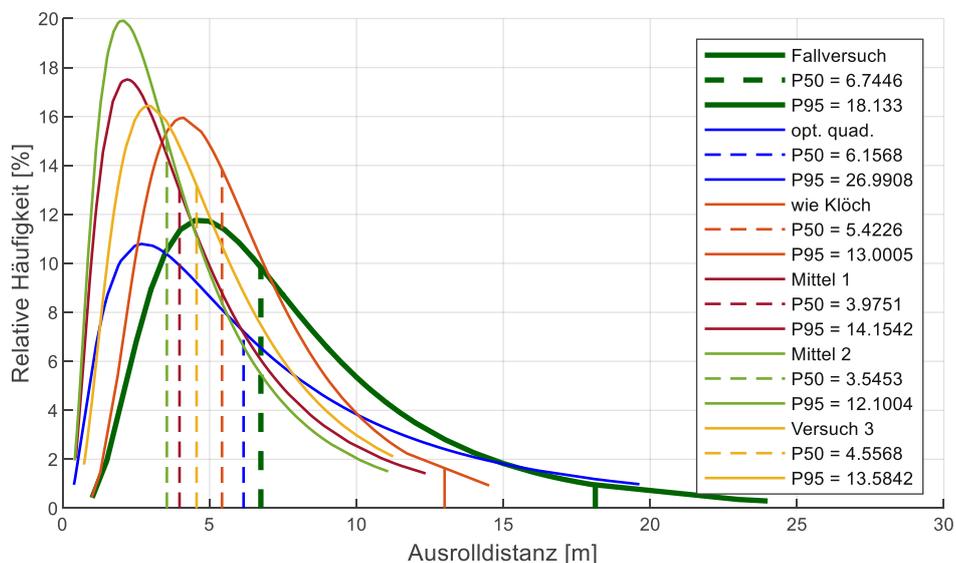
Tab.4.10: Weiteres arithmetische Mittel der Tagebaue Klöch, Pauliberg und Preg (Versuch 2)

Materialparameter	Böschung	Etage
Normales kritisches Dämpfungsverhältnis dp_n	0,33	0,466
Tangentiales Dämpfungsverhältnis dp_s	0,233	0,166
Reibungskoeffizient f	0,553	0,58
Rollreibungskoeffizient rf	0,30	0,166

Tab.4.11: Gewählte Materialparameter (Versuch 3)

Materialparameter	Böschung	Etage
Normales kritisches Dämpfungsverhältnis dp_n	0,35	0,45
Tangentiales Dämpfungsverhältnis dp_s	0,25	0,20
Reibungskoeffizient f	0,55	0,58
Rollreibungskoeffizient rf	0,30	0,10

Die Ergebnisse der Ausrolldistanzen sind für Pauliberg in **Abb.4.34** und für Preg in **Abb.4.35** dargestellt. Aus Gründen der Übersichtlichkeit wurden nur diese Ergebnisse dargestellt, da für alle drei Tagebaue, sowohl für die Auftreff- als auch die Ausrolldistanz, ähnlich schlechte Ergebnisse erzielt wurden.

**Abb.4.34:** Ausrolldistanz Pauliberg – Versuche eines gemeinsamen Datensatzes**Abb.4.35:** Ausrolldistanz Preg – Versuche eines gemeinsamen Datensatzes

4.4.1 Erkenntnisse aus der Kalibrierung eines gemeinsamen Datensatzes

Wie zu erkennen ist, konnten mit keinem Versuch gute Simulationsergebnisse erzielt werden. In Pauliberg liegen die Ergebnisse, sowohl bei der Auftreff- als auch bei der Ausrolldistanz wesentlich zu weit. In Preg und Klöch sind die Ergebnisse der Auftreff- und Ausrolldistanz wesentlich zu kurz. Dadurch dass die Ergebnisse einmal viel zu kurz und einmal viel zu lang sind, konnten die Simulationen nicht so angepasst werden, so dass man gemeinsame gute Ergebnisse erzielen konnte. Darüber hinaus weicht auch die relative Häufigkeitsverteilung stark von den Fallversuchen ab, welche zwischen doppelt so klein und doppelt so groß variiert. Dies macht eine gute gemeinsame Verteilung unmöglich.

Ein Erklärungsansatz kann sein, dass jede Böschung zu sensitiv auf die einzelnen Materialparameter reagiert. Sieht man sich die optimalen Materialparameter der einzelnen Tagebaue in Kapitel 4.2 an, so fällt auf, dass jeweils der Rollreibungskoeffizient sowohl der Böschung als auch der Etage der einzelnen Tagebaue sehr unterschiedlich ist. Benutzt man nun einen einheitlichen Rollreibungskoeffizienten, so entstehen natürlich große Abweichungen in der Auftreff- und Ausrolldistanz. Zusätzlich ist im Tagebau Preg das normale kritische Dämpfungsverhältnis wesentlich kleiner als bei den anderen. Dies erschwert zusätzlich die Findung eines gemeinsamen Parametersatzes.

Als Schlussfolgerung kann man sagen, dass kein gemeinsamer Datensatz gefunden werden konnte. Dies bedeutet, dass für das verwendete Simulationsmodell jede Böschung einzeln kalibriert werden muss.

5 Diskussion und Schlussfolgerung

Im ersten Teil der Studie konnte klar gezeigt werden, welche Materialparameter einen großen Einfluss auf die Ergebnisse haben. Für die Materialparameter der Böschung und demzufolge bei der Kalibrierung der Auftreffdistanz haben sowohl bei den runden als auch den quadratischen Blöcken das normale kritische Dämpfungsverhältnis, der Reibungskoeffizient und der Rollreibungskoeffizient einen großen Einfluss. Das tangentielle Dämpfungsverhältnis hat dagegen nur bei den quadratischen Versuchsblöcken einen geringen Einfluss. Für die Kalibrierung der Ausrolldistanz ist der Rollreibungskoeffizient ausschlaggebend. Dies ist auch darauf zurückzuführen, dass sich die Blöcke in dieser Phase überwiegend im rollenden Zustand befinden, wodurch der Rollreibungskoeffizient den größten Einfluss hat. Das normale kritische Dämpfungsverhältnis spielt bei den quadratischen Blöcken eine größere Rolle als bei runden Blöcken. Dieser Materialparameter wirkt sich hauptsächlich auf die Sprunghöhe der Blöcke aus. Darüber hinaus haben das tangentielle Dämpfungsverhältnis und der Reibungskoeffizient bei den quadratischen Blöcken eine geringe Auswirkung auf die Ergebnisse, während diese bei runden Blöcken keine Auswirkung haben. Mit diesen Erkenntnissen wurden dann alle vier Tagebaue kalibriert. Auffällig ist, dass für den Tagebau Limberg keine gute Kalibrierung möglich war. Hingegen für die anderen Tagebaue konnte jeweils eine sehr gute Kalibrierung gefunden werden. Ein möglicher Grund hierfür könnte in der verwendeten Geometrie im Simulationsmodell liegen. Betrachtet man die Geometrie von Limberg in **Abb.3.2**, so fällt auf, dass die Oberfläche wesentlich glatter und weniger rau ist als bei den anderen Tagebauen (**Abb.3.4-Abb.3.6**). Dies kann die Stochastik des Modells erheblich beeinflussen. Daher sollte auf ein gutes geometrisches Modell geachtet werden, das so realitätsnah wie möglich ist.

Weiters wurde der Einfluss verschiedener Blockformen getestet. Bereits Nagendran et al. (2019) wiesen darauf hin, dass kugelförmige Blöcke eine größere Chance haben, weiter zu rollen als Blöcke mit einer großen Winkligkeit. Dies kann durch die vorliegenden Versuche bestätigt werden. Der Rollreibungskoeffizient ist bei runden Blöcken wesentlich höher als bei quadratischen. Haben runde Blöcke zudem die gleichen Materialparameter wie die quadratischen (Kapitel 4.3), so erkennt man klar, dass diese eine deutlich

größere Ausrolldistanz haben. Nagendran et al. (2019) haben ebenfalls vermerkt, dass plattige und längliche (hohe Schlankheit) Blöcke die kürzeste Auslaufstrecke haben, da die Kontaktfläche größer ist und der Impuls während des Ausrollens schneller abgebaut wird. Auch diese Aussage konnte durch die Versuche bestätigt werden. Bei gleichen Materialparametern stoppen die quaderförmigen und dreieckigen Blöcke früher als die quadratischen. Betrachtet man den gemeinsamen Datensatz von runden und quadratischen Versuchsblöcken (Kapitel 4.2), so kann dies zu besseren Ergebnissen führen, wie beim Tagebau Limberg. Durch den gemeinsamen Datensatz erhöht sich die Zufälligkeit. Insgesamt können aber mit nur runden oder quadratischen Blöcken bessere Ergebnisse erzielt werden, wie in den anderen Tagebauen ersichtlich wird. Auch die Modellversuche von Liu et al. (2023), wonach eine positive Korrelation zwischen der Ausrollstrecke und der Anzahl der Kanten während des Rollens besteht, konnten bestätigt werden. Auch die negative Korrelation zwischen der Anzahl der Kanten senkrecht zur Rollfläche und dem Rollwiderstand konnte auch in diesen Versuchen beobachtet werden.

Bei dem Versuch einen Satz von Materialparametern zu finden, der für alle Tagebaue anwendbar ist, konnten keine zufriedenstellende Ergebnisse erzielt werden. Die Versuche lieferten alle zu unterschiedliche Ergebnisse. In einigen Tagebauen waren die Ergebnisse der Auftreff- und Ausrolldistanz zu kurz, in den anderen dagegen viel zu lang. Aufgrund dieser großen Streuung konnte kein gemeinsamer Satz von Materialparametern gefunden werden. Sieht man sich die Materialparameter der Kalibrierungen in Kapitel 4.2 an, so fällt auf, dass die Parameter, welche einen großen Einfluss auf die Ergebnisse haben (siehe Kapitel 4.1.3), alle unterschiedlich sind. Daher war es nicht möglich, eine gemeinsame Lösung zu finden. Jede verwendete Geometrie reagiert zu sensitiv auf Änderungen der Materialparameter. Als Schlussfolgerung muss mit dem hier verwendeten Simulationsmodell in PFC jeder Tagebau einzeln kalibriert werden.

Außerdem wurde im Simulationsmodell festgestellt, dass es keine Stochastik in den Trajektorien der Versuchsblöcke gibt. Blöcke mit gleicher Masse und gleichem Volumen haben exakt die gleiche Sturzbahn. Dadurch geht dem Modell eine gewisse Zufälligkeit verloren. Eine Möglichkeit diese in das Modell einzubringen, könnte die Variation der Oberflächenrauigkeit sein, wie sie beispielsweise auch bei der Software THROW vorgenommen wird. Dazu müssten allerdings noch weitergehende Untersuchungen durchgeführt werden.

Zusammenfassend kann festgestellt werden, dass vieles durch die Norm vorgegeben ist, wie beispielsweise die zu verwendenden Blockgrößen. Das Prozessmodell selbst ist

aber nicht genormt. Dies führt zu unterschiedlichen Ergebnissen je nach verwendetem Modell. Jedes Simulationsmodell benutzt auch unterschiedliche Parameter, die auf verschiedene Weise zu verwenden sind. PFC berücksichtigt beispielsweise die Dämpfung über die Blockform und Rollreibung, wobei ein konstantes Dämpfungsmaß verwendet wird. Das Simulationsprogramm THROW als hybrides Modell beispielsweise berechnet die Flugbahn über Massenpunkte und den Rückprall über Rauigkeit und Restitutionsenergien, wodurch die Dämpfung von Energien abhängig ist. Im Tagebau Pauliberg mit einer Böschungshöhe von 21,5 m werden höhere Dämpfungsverhältnisse benötigt, wie beispielsweise im Tagebau Klöch, welcher eine Böschungshöhe von 14 m hat. Dies macht eine Kalibrierung schwieriger. Daher könnte es besser sein, wenn die Dämpfung über die Energie berücksichtigt wird, wie dies in THROW der Fall ist. Eine sorgfältige Kalibrierung für jedes Modell und jede Geometrie ist in PFC daher besonders wichtig.

6 Zusammenfassung

Motivation dieser Arbeit war es Steinschlagereignisse in Tagebauen besser zu verstehen und mit Hilfe von Simulationsmodellen Vorhersagen für Auftreff- und Ausrolldistanzen treffen zu können, um dadurch das Steinschlagrisiko zu verringern.

Ziel dieser Arbeit war es, den Einfluss der Blockform und der Dämpfungs- und Reibungsparameter auf die Auftreff- und Ausrolldistanz zu untersuchen und einen Satz von Materialparametern zu finden, der für mehrere Tagebaue gültig ist. Dafür wurde in der Software PFC der Itasca Consulting Group ein Modell erstellt und verschiedene Simulationen in Tagebauen durchgeführt. Die Ergebnisse wurden mit den Ergebnissen von Fallversuchen verglichen. Das Modell weist dabei unterschiedliche Materialparameter für die Böschung und die Etage auf. Versuche wurden mit runden und quadratischen Versuchsblöcken durchgeführt.

Bei den Ergebnissen konnte man zunächst klar feststellen, welche Materialparameter einen Einfluss auf die Auftreff- und Ausrolldistanz haben. Das normale kritische Dämpfungsverhältnis und der Rollreibungskoeffizient haben einen großen Einfluss auf die Ergebnisse. Im Gegensatz dazu haben das tangentielle Dämpfungsverhältnis und der Reibungskoeffizient einen geringen Einfluss auf die Ergebnisse. Die genauen Untersuchungen sind in Kapitel 4.1 erläutert. Auch beim Einfluss der Blockform (Kapitel 4.3) konnte die Theorie von Ngendran et al. (2019) nachgewiesen werden, dass runde Blöcke weiter rollen als quadratische und dass plattige und längliche Blöcke die kürzesten Auslaufstrecken haben. Bei der Kalibrierung der Tagebaue wurden beim Tagebau Limberg keine zufriedenstellenden Ergebnisse erreicht. Die Ergebnisse weichen stark von den Ergebnissen der Fallversuche ab. Bei den anderen Tagebauen konnten sehr gute Ergebnisse erzielt werden. Der abschließende Versuch einen Satz von Materialparameter zu finden, der für alle Tagebaue verwendet werden kann, führte nicht zum Erfolg.

Mithilfe dieser Arbeit sollte das Steinschlagrisiko in Tagebauen verbessert werden, indem ein Modell erstellt wird, um bessere Vorhersagen für Auslaufstrecken treffen zu können. Dieses Ziel wurde teilweise erreicht. Es konnte ein besseres Verständnis entwickelt werden, welche Materialparameter und Blockformen im Simulationsprogramm PFC von Bedeutung sind. Der Versuch ein allgemeines Modell zu erstellen mit einem Satz

von Materialparametern führte allerdings nicht zum Erfolg. Dadurch muss jede Böschung einzeln kalibriert werden. Dies stellt allerdings einen größeren Aufwand dar, da man nicht für jede Böschung Fallversuche zur Verfügung hat. Demzufolge müssen hier weitere Untersuchungen durchgeführt werden, um zu einer genaueren Modellierung der Sturzversuche und Bestimmung der Auslaufdistancen zu kommen. Da PFC mehr verwendet wird, um Massenstürze zu simulieren und weniger für Stürze von Einzelblöcken müsste das Modell und dessen Auswirkung diesbezüglich genauer untersucht werden. Ein möglicher Ansatzpunkt könnte die Variation der Rauigkeit der Oberfläche sein, um so eine Zufallskomponente in das Modell einzubringen. Andernfalls ist PFC für diesen Anwendungsfall mit diesem hier verwendeten Simulationsmodell nicht geeignet. Möglicherweise sind sonst andere Simulationsprogramme hier besser geeignet. Die Literaturrecherche zeigt in **Tab.2.1** einen Überblick über vorhandene Simulationsprogramme, welche speziell für Steinschlag entwickelt wurden.

Literaturverzeichnis

- Austrian Standards International (2017): ÖNORM B 1997-1-5: Entwurf, Berechnung und Bemessung in der Geotechnik Teil 1-5: Gesamtstandsicherheit von Böschungen, Hängen und Geländesprüngen. Wien.
- Austrian Standards International (2020): ONR 24810. Technischer Steinschlagschutz. Begriffe, Einwirkungen, Bemessungen und konstruktive Durchbildung, Überwachung und Instandhaltung. Austrian Standards International. Wien.
- BMLFUW: Bundesministerium für Land- und Forstwirtschaft, Umwelt und Wasserwirtschaft (Hrsg.) (2015): Leben mit Naturgefahren. Ratgeber für die Eigenvorsorge bei Hochwasser, Muren, Lawinen, Steinschlag und Rutschungen. Wien.
- BMLRT: Bundesministerium für Landwirtschaft, Regionen und Tourismus (2021): Zahlen und Fakten 2021. Wien.
- Bock, H. (1981): An Introduction to rock mechanics. Townsville: Dept. of Civil Engineering Systems, James Cook University.
- Bozzolo, D. (1987): Ein mathematisches Modell zur Beschreibung der Dynamik von Steinschlag. Dissertation, Eidgenössische Technische Hochschule Zürich.
- Bundesamt für Strassen/Baudirektion GD SBB (1998): Dokumentation: Planung, Bau und Unterhalt gegen Steinschlag- und Lawineneinwirkungen. Bern.
- Cundall, P. (1971): A Computer Model for Simulating Progressive Large Scale Movements in Blocky Rock Systems. Proceedings of the Symposium of the International Society of Rock Mechanics, Vol.1. Nancy.
- Czurda, K.; Kühn, M.; Ruff, M. (2005): Gefährdungsanalyse für Hangbewegungen. In Vorarlberger Naturschau - Forschen und Entdecken, Band 18. Hg. v. Vorarlberger Naturschau (Inatura). Dornbirn.

- Dachroth, W. (2017): Handbuch der Baugeologie und Geotechnik. 4. Auflage Springer-Verlag, Berlin.
- Dorren, L. K. (2003): A review of rockfall mechanics and modelling approaches. *Progress in Physical Geography: Earth and Environment* 27(1), 69-87. Institute for Biodiversity and Ecosystem Dynamics, University of Amsterdam.
- Engl, A.; Oberleitner, S.; Rudolf-Miklau, F.; Amberger, C.; M\"olk, M.; Pittracher, M. (2020): Rock 'n' Roll am Berghang - Steinschlagschutz in \u00d6sterreich. Herausgeber Bundesministerium f\"ur Landwirtschaft, Regionen und Tourismus. Wien.
- Evans, S. G.; Hungr, O. (1988): Engineering evaluation of fragmental rockfall hazards. *Proceedings of the 5th International Symposium on Landslides in Lausanne*. Rotterdam.
- Evans, S.G.; Hungr, O. (1993): The assessment of rockfall hazard at the base of talus slopes. *Canadian Geotechnical Journal* 30, 620-36.
- Gasser, O. (2010): Ermittlung des Gebirgsverhaltens mittels diskreter und verschmierter Modellierung. Diplomarbeit. Technische Universit\"at Graz.
- Genske, D.D. (2017): Massenbewegungen. In *Grundbau-Taschenbuch*, K.J. Witt (Ed.).
- Heim, A. (1932): *Bergsturz und Menschenleben*. Fretz & Wasmuth. Z\"urich.
- H\"ubl, J., Hochschwarzer, M., Sereinig, N., & W\"ohrer-Alge, M. (2011): *Alpine Naturgefahren. Ein Handbuch f\"ur Praktiker*. Wildbach- und Lawinenverbauung Sektion Vorarlberg.
- Hungr, O. (2014): *PIERRE, Rockfall Ballistics Analysis*. Unpublished Users Manual. Department of Earth and Ocean Sciences, University of British Columbia, Vancouver, BC.
- Internationale Forschungsgemeinschaft INTERPRAEVENT (2009): *Alpine Naturkatastrophen: Lawinen Muren Felsst\"urze Hochw\"asser*. Leopold Stocker Verlag, Graz.
- Itasca (2008): *Particle Flow Code in 2 Dimensions*. Itasca Consulting Group Inc. Minneapolis, USA.

- Kienholz, H.; Zeilstra, P.; & Hollenstein, K. (1998): Begriffsdefinitionen zu den Themen: Geomorphologie, Naturgefahren, Forstwesen, Sicherheit. Risiko. Arbeitspapier. Bundesamt für Umwelt, Wald und Landschaft (BUWAL), Eidgenössische Forstdirektion, Bern.
- Kolenprat, B., Schmid, N. (2018a): Evaluierung von tagbauspezifischen Gefahrenbereichen am Böschungsfuß durch Steinfall am Beispiel des Tagbaus Limberg der Hengl Mineral GmbH. Tagungsband Gefahren durch Steinfall und Felssturz. In: Berichte der Geologischen Bundesanstalt (125), S.39-48.
- Kolenprat, B., Jauernig, P., Preh, A. (2018b): Empirische Methoden zur Bestimmung von Reichweiten von Sturzprozessen in Tagbauen. Tagungsband Gefahren durch Steinfall und Felssturz. In: Berichte der Geologischen Bundesanstalt (125), S.5-17.
- Liu, F., Hu, N., Sun, G., & Yang, B. (2023): Study on the Influence of Rock Shape on Rolling Distance. Applied Sciences, 13 (20), 11351.
- Liu, Y., Hu, L., Bai, G.F. (2017): Study on the behavior of a single particle rolling down on sidestep. J. Shandong Univ. (Sci. Ed.), 52, 70–74 und 84.
- Meißl, G. (1997): Modellierung der Reichweite von Felsstürzen – Zum Einsatz eines GIS für die Gefahrenbeurteilung im regionalen Maßstab. Dissertation. Institut für Geographie, Universität Innsbruck.
- Melzner, S.; Preh, A. (2012): Sturzmodelle und ihre Anwendbarkeit in der Praxis. Zeitschrift für Wildbach-, Lawinen-, Erosions- und Steinschlagschutz, 169.
- Menz, N.; Siewert, W.; Jooß, R.; Geschäftsstelle Biosphärengebiet im Regierungspräsidium Tübingen (2020): Modellprojekt: Naturverträgliche Felssicherung im Biosphärengebiet Schwäbische Alb Teil 1, Endfassung Stand 30.03. 2020.
- Mitchell, A.; Hungr, O. (2017): Theory and calibration of the Pierre 2 stochastic rock fall dynamics simulation program, Canadian Geotechnical Journal, 54 (1), 18–30.

- Nagendran, S. K., Ismail, M. A. M. (2019): Analysis of rockfall hazards based on the effect of rock size and shape. *International Journal of Civil Engineering* 17 (12), 1919-1929.
- PFC – Itasca Consultants GmbH, verfügbar unter: [<https://docs.itascacg.com/pfc700/pfc/docproject/source/manual/pfchome.html>], Zugriff 11.11.2023.
- Poisel, R. (2018): Felsstürze - Ablösemechanismen. Tagungsband Gefahren durch Steinfall und Felssturz. In: *Berichte der Geologischen Bundesanstalt* (125), 49-58.
- Poisel, R., Eppensteiner W. (1989): Gang und Gehwerk einer Massenbewegung Teil 2: Massenbewegungen am Rand des Systems „Hart auf Weich“. *Felsbau* 7, 1, 16 – 20.
- Poisel, R.; Preh, A. (2004): Rock slope initial failure mechanisms and their mechanical models. In: *Felsbau* (22), 40-45.
- Preh, A. (2004): Modellierung des Verhaltens von Massenbewegungen bei großen Verschiebungen mit Hilfe des Particle Flow Codes (PFC). Dissertation. Technische Universität Wien.
- Preh, A. (2020a): Sturzprozesse ausgehend von Felsböschungen: Abschätzung der Reichweite mithilfe numerischer Modelle. In: *Geomechanik und Tunnelbau* 13 (1), 59–73.
- Preh, A. (2020b): Angewandte Felsmechanik. Skriptum zur Vorlesung. Technische Universität Wien.
- Preh, A.; Mitchell, A.; Hungr, O.; Kolenprat, B. (2015a): Stochastic analysis of rock fall dynamics on quarry slopes. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences* 80, 57–66.
- Preh, A.; Kolenprat, B.; Hungr, O.; Mitchell, A.; (2015b): Stochastische Steinschlagprognose zur Festlegung von (tagbauspezifischen) Gefahrenbereichen laut Tagbauarbeitenverordnung (TAV). *ÖIAZ - Österreichische Ingenieur- und Architektenzeitschrift*, 160, 177–185.

- Preh, A.; Mölk, M. (2018): Steinschlagmodelle. Tagungsband Gefahren durch Steinfall und Felssturz. In: Berichte der Geologischen Bundesanstalt (125), 18-24.
- Preh, A.; Poisel, R. (2007): 3D modelling of rock mass falls using the Particle Flow Code PFC3D. Proceedings of the 11th Congress of the International Society for Rock Mechanics, Lisbon, July 9-13, 2007. Specialized Session S01 – Rockfall – Mechanism and Hazard Assessment.
- Ritchie, A. M. (1963): Evaluation of rockfall and its control. In Highway research record, (17).
- Suda, J.; Rudolf-Miklau, F. (2012): Bauen und Naturgefahren: Handbuch für konstruktiven Gebäudeschutz. Springer. Wien.
- Torsello, G., Vallero, G., Castelli, M. (2021): The role of block shape and slenderness in the preliminary estimation of rockfall propagation. IOP Conference Series: Earth and Environmental Science 833 (1). Politecnico di Torino.
- Volkwein, A.; Schellenberg, K.; Labiouse, V.; Agliardi, F.; Berger, F.; Bourrier, F.; Dorren, L.; Gerber, W.; Jaboyedoff, M. (2011): Rockfall characterization and structural protection - a review. – Nat. Hazards Earth Syst. Sci. 11, 2617–2651.
- Will, J. (1995): Die Diskrete Elemente Methode (DEM) und ihre Anwendung in der Felsmechanik. Mitteilungen des Instituts für Strukturmechanik, Festschrift Prof. Harald Zrost, No. 95-1, 11.1-11.13. Bauhaus-Universität Weimar.
- Will, J.; Konietzky, H. (1998): Neue Techniken der Numerik zur Berechnung von Felsböschungen. Felsbau 16, 155-167.
- Witt, K. (Hg.) (2008): Grundbau-Taschenbuch. 7. Aufl. Ernst. Berlin.
- Wyllie, DC (2006): Risk management of rock fall hazards. Sea to Sky Geotechnique, Conference Proceedings Vancouver, 25 – 32.

Abbildungsverzeichnis

Abb.1.1:	Geogene gravitative Massenbewegungen in Österreich (Internationale Forschungsgemeinschaft INTERPRAEVENT 2009)	8
Abb.1.2:	Unterteilung der tagbauspezifischen Gefahrenbereiche am Böschungsfuß mit der Gefahr herabfallender Einzelblöcke aufgrund der Reichweite von Sturzereignissen (Auftreffdistanz und Ausrolldistanz von Einzelblöcken) (Kolenprat et al. 2018b)	10
Abb.2.1:	Fallen eines Kluftkörpers aus einem Überhang (Poisel und Preh 2004).....	14
Abb.2.2:	Kippen einer Felsböschung (Poisel und Preh 2004)	15
Abb.2.3:	Biegekippen (Poisel und Preh 2004)	15
Abb.2.4:	Ebenes Gleiten einer Felsböschung (Poisel und Preh 2004).....	16
Abb.2.5:	Räumliches Gleiten einer Felsböschung (Poisel und Preh 2004)	16
Abb.2.6:	Translation mehrerer Gleitkörper auf einer polygonalen Gleitfläche (Poisel und Preh 2004)	17
Abb.2.7:	Rotationsgleitung (Poisel und Preh 2004)	17
Abb.2.8:	Knicken (Poisel und Preh 2004)	18
Abb.2.9:	Rückwärtsrotation von Kluftkörpern (Poisel und Preh 2004).....	18
Abb.2.10:	Abfahren, Abgleiten oder Kippen turmartiger bzw. plattenförmiger Kluftkörper am Rand eines Systems „Hart auf Weich“ (Poisel und Eppensteiner 1989).....	19
Abb.2.11:	Rotation eines Kluftkörpers (Poisel und Preh 2004)	19
Abb.2.12:	Arten von Fallprozessen (Hübl et al. 2011)	20
Abb.2.13:	Bewegungsform von Steinschlagprozessen in Abhängigkeit der Hangneigung (Ritchie 1963 verändert von Dorren 2003 S.72)	22
Abb.2.14:	Steinschlag: (a) Ablauf; (b) mögliche Ablösetypen; (c) Bewegungstypen; (d) Aufpralltypen (Suda et al. 2012)	23
Abb.2.15:	Energieabhängige Anwendungsbereiche von Schutzsystemen gegen Steinschlag (Bundesamt für Strassen/Baudirektion GD SBB 1998)	29
Abb.2.16:	Geometrisches Gefälle (α) und Schattenwinkel (β) nach (Meißl 1997).....	30

Abb.2.17:	Mechanisches Verhalten eines Kontinuums und eines Diskontinuums (Bock 1981)	35
Abb.3.1:	Versuchsböschung Limberg (Foto E. Fleris, Institut für Geotechnik, Forschungsbereich für Ingenieurgeologie der TU Wien)	39
Abb.3.2:	Schnitt der Versuchsböschung Limberg.....	40
Abb.3.3:	Blockgrößendiagramm vom Tagebau Limberg	41
Abb.3.4:	Schnitt der Versuchsböschung Klöch	42
Abb.3.5:	Schnitt der Versuchsböschung Pauliberg	42
Abb.3.6:	Schnitt der Versuchsböschung Preg.....	43
Abb.3.7:	Verhalten und Komponenten des linearen Modells (PFC 2023)	44
Abb.3.8:	Dichtefunktion der Box-Muller-Verteilung	47
Abb.3.9:	Simulationsmodell in PFC des Tagebau Limberg (Grafik des Autors).....	48
Abb.4.1:	Vergleich des normalen kritischen Dämpfungsverhältnisses an der Böschung mit runden Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_s=0.2$ $f=0.58$ $rf=0.35$	50
Abb.4.2:	Vergleich des tangentialen Dämpfungsverhältnisses an der Böschung mit runden Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_n=0.25$ $f=0.58$ $rf=0.35$	51
Abb.4.3:	Vergleich des Reibungskoeffizienten an der Böschung mit runden Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_n=0.4$ $dp_s=0.2$ $rf=0.35$	51
Abb.4.4:	Vergleich des Rollreibungskoeffizienten an der Böschung mit runden Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_n=0.25$ $dp_s=0.2$ $f=0.58$	52
Abb.4.5:	Vergleich des normalen kritischen Dämpfungsverhältnisses der Etage mit runden Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_s=0.2$ $f=0.58$ $rf=0.40$	53
Abb.4.6:	Vergleich des tangentialen Dämpfungsverhältnisses der Etage mit runden Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_n=0.20$ $f=0.58$ $rf=0.40$	53
Abb.4.7:	Vergleich des Reibungskoeffizienten der Etage mit runden Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_n=0.2$ $dp_s=0.2$ $rf=0.40$	54

Abb.4.8:	Vergleich des Rollreibungskoeffizienten der Etage mit runden Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_n=0.25$ $dp_s=0.2$ $f=0.58$	55
Abb.4.9:	Vergleich des normalen kritischen Dämpfungsverhältnisses an der Böschung mit quadratischen Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_s=0.20$ $f=0.58$ $rf=0.30$	56
Abb.4.10:	Vergleich des tangentialen Dämpfungsverhältnisses an der Böschung mit quadratischen Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_n=0.25$ $f=0.58$ $rf=0.30$	56
Abb.4.11:	Vergleich des Reibungskoeffizienten an der Böschung mit quadratischen Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_n=0.25$ dp_s 0.20 $rf=0.30$	57
Abb.4.12:	Vergleich des Rollreibungskoeffizienten an der Böschung mit quadratischen Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_n=0.25$ $dp_s=0.20$ $f=0.58$	58
Abb.4.13:	Vergleich des normalen kritischen Dämpfungsverhältnisses der Etage mit quadratischen Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_s=0.2$ $f=0.58$ $rf=0.10$	59
Abb.4.14:	Vergleich des tangentialen Dämpfungsverhältnisses der Etage mit quadratischen Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_n=0.15$ $f=0.58$ $rf=0.1$	59
Abb.4.15:	Vergleich des Reibungskoeffizienten der Etage mit quadratischen Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_n=0.25$ $dp_s=0.2$ $rf=0.1$	60
Abb.4.16:	Vergleich des Rollreibungskoeffizienten der Etage mit quadratischen Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_n=0.25$ $dp_s=0.2$ $f=0.58$	61
Abb.4.17:	Vergleich von unterschiedlichen Anfangsgeschwindigkeiten und Anfangsrotation der Etage mit quadratischen Blöcken. Restliche Materialparameter konstant: $dp_n=0.15$ $dp_s=0.2$ $f=0.58$ $rf=0.10$	62
Abb.4.18:	Euklidische Auftreffdistanz Limberg	64
Abb.4.19:	Euklidische Ausrolldistanz Limberg	64
Abb.4.20:	Auftreffdistanz Klöch	65
Abb.4.21:	Ausrolldistanz Klöch	65

Abb.4.22:	Auftreffdistanz Pauliberg	66
Abb.4.23:	Ausrolldistanz Pauliberg	66
Abb.4.24:	Auftreffdistanz Preg.....	67
Abb.4.25:	Ausrolldistanz Preg.....	67
Abb.4.26:	Euklidische Auftreffdistanz Limberg – Gegenüberstellung Blockform	69
Abb.4.27:	Euklidische Ausrolldistanz Limberg – Gegenüberstellung Blockform	69
Abb.4.28:	Auftreffdistanz Klöch – Gegenüberstellung Blockform	70
Abb.4.29:	Ausrolldistanz Klöch – Gegenüberstellung Blockform	70
Abb.4.30:	Auftreffdistanz Pauliberg – Gegenüberstellung Blockform	71
Abb.4.31:	Ausrolldistanz Pauliberg – Gegenüberstellung Blockform	71
Abb.4.32:	Auftreffdistanz Preg – Gegenüberstellung Blockform	72
Abb.4.33:	Ausrolldistanz Preg – Gegenüberstellung Blockform.....	72
Abb.4.34:	Ausrolldistanz Pauliberg – Versuche eines gemeinsamen Datensatzes	75
Abb.4.35:	Ausrolldistanz Preg – Versuche eines gemeinsamen Datensatzes.....	75

Tabellenverzeichnis

Tab.2.1:	Auswahl vorhandener Steinschlagberechnungsprogramme (Volkwein et al. 2011, verändert von Preh et al. 2018).....	32
Tab.4.1:	Optimale Materialparameter für runde Blöcke für den Tagebau Limberg	64
Tab.4.2:	Optimale Materialparameter für quadratische Blöcke für den Tagebau Limberg	64
Tab.4.3:	Optimale Materialparameter für runde Blöcke für den Tagebau Klöch.....	65
Tab.4.4:	Optimale Materialparameter für quadratische Blöcke für den Tagebau Klöch.....	65
Tab.4.5:	Optimale Materialparameter für runde Blöcke für den Tagebau Pauliberg	66
Tab.4.6:	Optimale Materialparameter für quadratische Blöcke für den Tagebau Pauliberg	66
Tab.4.7:	Optimale Materialparameter für runde Blöcke für den Tagebau Preg.....	67
Tab.4.8:	Optimale Materialparameter für quadratische Blöcke für den Tagebau Preg.....	67
Tab.4.9:	Arithmetische Mittel der Tagebaue Klöch, Pauliberg und Preg (Versuch 1)	74
Tab.4.10:	Weiteres arithmetische Mittel der Tagebaue Klöch, Pauliberg und Preg (Versuch 2).....	74
Tab.4.11:	Gewählte Materialparameter (Versuch 3)	75