



Heft 74, 2019

WSL Berichte

ISSN 2296-3448



Naturgefahr Steinschlag – Erfahrungen und Erkenntnisse

Werner Gerber



Eidg. Forschungsanstalt für Wald, Schnee und Landschaft WSL
CH-8903 Birmensdorf

Heft 74, 2019

WSL Berichte

ISSN 2296-3448

Naturgefahr Steinschlag – Erfahrungen und Erkenntnisse

Werner Gerber

Herausgeberin
Eidg. Forschungsanstalt für Wald, Schnee und Landschaft WSL
CH-8903 Birmensdorf

Verantwortlich für die Herausgabe der Schriftenreihe
Prof. Dr. Konrad Steffen, Direktor WSL

Verantwortlich für dieses Heft
Dr. Manfred Stähli, Leiter Gebirgshydrologie und Massenbewegung

Schriftleitung: Sandra Gurzeler, Teamleiterin Publikationen, WSL

Lektorat: Christine Huovinen, WSL

Layout: Jacqueline Annen, WSL

Zitiervorschlag:
Gerber, W., 2019: Naturgefahr Steinschlag – Erfahrungen und Erkenntnisse. WSL Ber. 74. 149 S.

ISSN 2296-3448 (Print)
ISSN 2296-3456 (Online)

Bildnachweis:
Alle Abbildungen ohne Quellenangabe sind von Werner Gerber

- Fotos Umschlag:
1. Abgerutschter Felsblock, verwittert in kleinere Teile (Grabengufer, Randa VS).
 2. Einschlag eines Steines in einen Fichtenstamm in 6 m Höhe (Hüetegga, Eisten VS).
 3. Frisch abgelagerter Block mit einem Volumen von 45 m³ (Murgtal, Quarten SG).
 4. Durch Steinschlag beschädigte Fassade eines Industriegebäudes (Badfluh, Wolhusen LU).
 5. Wurfkörper (4000 kg) für Abbremsstest auf Bodenschicht (Versuchsanlage, Walenstadt SG).

Forschung für Mensch und Umwelt: Die Eidg. Forschungsanstalt für Wald, Schnee und Landschaft WSL überwacht und erforscht Wald, Landschaft, Biodiversität, Naturgefahren sowie Schnee und Eis. Sie ist ein Forschungsinstitut des Bundes und gehört zum ETH-Bereich. Das WSL-Institut für Schnee und Lawinenforschung SLF ist seit 1989 Teil der WSL.

Vorwort

In einem gebirgigen Land wie der Schweiz führen Steinschläge, Fels- und Bergstürze regelmässig zu Schäden an Sachwerten und Infrastrukturen und fordern leider auch immer wieder Todesopfer. So wurde auf der Autobahn A2 bei Gurtellen am 31. Mai 2006 ein deutsches Ehepaar in ihrem Personenwagen von einem abstürzenden Felsblock getötet. In Wolhusen löste sich im Januar 2016 an der Kleinen Emme ein rund 5000 m³ grosses Felsband und stürzte in den Fluss. Ein verhältnismässig bescheidenes Sturzvolumen staute die Kleine Emme derart auf, dass massive Überschwemmungen zu verzeichnen waren und auf den umliegenden Strassen der Verkehr unterbrochen wurde.

Diese beiden Beispiele aus der jüngeren Vergangenheit zeigen die Wirkungen auf, welche Felssturzereignisse mit mittleren Volumen haben können. Kleinere Sturzvolumen (Stein- und Blockschlag) treten viel häufiger auf, sind aber insgesamt nicht weniger gefährlich. Gegen solche Ereignisse können Schutzmassnahmen ergriffen werden. Dazu muss die Energie des stürzenden Blockes bekannt sein oder aus Spuren im Gelände berechnet werden können. Ereignisanalysen geben Antworten auf solche Fragen.

Der vorliegende Bericht zeigt auf, wie die Geschwindigkeiten aus Spuren berechnet oder die Kräfte beim Abbremsen von Steinen auf Bodenmaterial abgeschätzt werden können. Dabei stützen sich die verwendeten Formeln auf diejenigen im theoretischen Teil des Berichtes ab, bei denen die Geschwindigkeitszunahme bei einer Flugparabel oder der Abbremsprozess eingehend erläutert wird. Daneben gibt der Bericht detaillierte Auskunft über die Schäden infolge Sturzereignisse der letzten 15 Jahren, über die in der Schweiz durchgeführte Typenprüfung von Schutznetzen gegen Steinschlag und über Fallversuche mit Wurfkörpern auf verschiedene Bodenmaterialien.

Der Bericht fasst die wichtigsten Erfahrungen und Erkenntnisse des Autors zusammen, welche er in den letzten 25 Jahren an verschiedenen Vorlesungen, Vorträgen und Kursen präsentiert hat. Er dient aber auch als Hilfestellung für Naturgefahren – Fachleute in der Praxis beim Umgang mit Steinschlag.

Manfred Stähli

Dank

Die vielen einzelnen Projekte und Arbeiten, welche zu dieser Publikation führten, habe ich nicht alle alleine gemacht, sondern war angewiesen auf Mitarbeitende und Helfer. Vor allem im Zusammenhang mit der Typenprüfung von Schutznetzen möchte ich mich bei meinen Kollegen der Expertengruppe Lawinen und Steinschlag (EKLS) und speziell beim Präsidenten Reto Baumann (BAFU) bedanken. Dank seiner Initiative und der Mitarbeit der Firmen Geobruugg und Isofer konnten die Richtlinien geschrieben und die Prüfungen in Walenstadt durchgeführt werden. In der Versuchsanlage waren Andreas Müller und sein Team für den Betrieb zuständig. Auch ihnen gebührt ein grosses Dankeschön. Dann möchte ich mich aber auch bei meinen Kollegen Alexandre Badoux, Christoph Graf und Christian Rickli bedanken, welche mir wertvolle Tipps und Änderungsvorschläge gegeben haben. Zudem bedanke ich mich auch bei Frank Graf für seine Unterstützung bei der statistischen Analyse der Daten.

Werner Gerber

Inhalt

Vorwort	3
Dank	4
1 Einführung	7
2 Sturzereignisse in der Schweiz	9
2.1 Erfassung und Auswertung	9
2.2 Räumliche und zeitliche Verteilung	10
2.3 Beurteilung der Resultate	14
3 Theoretische Grundlagen des Steinschlags	15
3.1 Flugparabel	16
3.2 Abbremsvorgänge	22
3.3 Rotation	30
3.4 Videoaufnahmen	33
4 Analyse von Ereignissen	41
4.1 Spurenanalyse aus Felddaten	41
4.2 Beispiele von Spurenanalysen	43
4.3 Flugbahnanalyse aus Videofilmen	52
4.4 Abbremsvorgänge aus Videofilmen	55
4.5 Rotationsanalyse aus Videofilmen	60
4.6 Analyse der Verzögerung und Rotation mit Sensordaten	62
5 Falltests in Versuchsanlagen	71
5.1 Aufprallversuche auf einzelne Bodenschichten	71
5.2 Aufprallversuche auf mehrere Bodenschichten	79
5.3 Abschätzung der Eindringtiefe	88
5.4 Aufprall auf Betonplatte mit Schutzschicht	92
5.5 Aufprall auf Betonplatte ohne Schutzschicht	97
6 Typenprüfung von Schutznetzen	101
6.1 Historisches	101
6.2 Entstehung der Typenprüfung	103
6.3 Versuchsanlage Walenstadt	104
6.4 Ergebnisse der Typenprüfung	109
6.5 Aktuelle Qualitätsbeurteilung von Schutznetzen	112
7 Simulation von Steinschlag	115
7.1 Softwareentwicklung in der Schweiz	115
7.2 RAMMS::Rockfall	116
7.3 Beispiele von Simulationsrechnungen	118

8 Weitere Experimente und Analysen	125
8.1 Untersuchungen an stehenden Bäumen	125
8.2 Energieaufnahmevermögen von Baumstämmen	126
8.3 Schutzwirkung des Waldes	127
8.4 Weiterentwicklung der Sensoren	127
8.5 Feldversuche mit neuen Sensoren	127
9 Wichtigste Erkenntnisse	129
9.1 Schäden durch Sturzereignisse von 2002 bis 2016	129
9.2 Steinschlagspuren	130
9.3 Falltests	131
9.4 Typenprüfung von Schutznetzen	133
9.5 Zukünftige Forschungsfragen	133
10 Referenzen	135
Verzeichnis der Abkürzungen	137
Anhang A	139
Geschwindigkeitsdiagramme für normale und hohe Sprünge	
Anhang B	140
Geschwindigkeitsdiagramme für flache Sprünge	
Anhang C	142
Geschwindigkeiten in Sprungmitte bei Sprunghöhen bis 2 m	
Anhang D	142
Geschwindigkeiten in Sprungmitte bei Sprunghöhen von 1–5 m	
Anhang E	143
Geschwindigkeiten in Sprungmitte bei Sprunghöhen von 5–10 m	
Anhang F	144
Resultate der Versuche mit einzelnen Bodenschichten	
Anhang G	146
Resultate der Versuche mit mehreren Bodenschichten	
Anhang H	149
Resultate der Versuche mit geschützten Betonplatten	

1 Einführung

In der Schweiz bedecken die Alpen fast zwei Drittel der Landesfläche. Dort laufen natürliche Verwitterungsprozesse ab, die in der Folge Bewohner und Infrastrukturen gefährden können (Abb. 1-1). Die Auswirkungen dieser Prozesse werden als Naturgefahren bezeichnet. Beispiele dafür sind Berg- und Felsstürze oder Steinschläge. In der vorliegenden Publikation wird aufgezeigt, wie viele Personen in der Schweiz durch solche Sturzereignisse zwischen 2002 und 2016 verletzt oder getötet wurden und wie hoch die Schäden in zeitlicher oder räumlicher Hinsicht waren.

Die Publikation widmet sich jedoch spezifisch dem Sturzereignis Steinschlag, da sich in den letzten 40 Jahren dort vor allem in Bezug auf Schutzmassnahmen viel verändert hat. In HEIERLI (1981) wird zum Beispiel angegeben, dass normale Schutznetze maximal 200 kJ Energie aufnehmen, und auch das nur, wenn die Masse gross (4000 kg) und die Geschwindigkeit dementsprechend klein (10 m/s) ist. Bei grösseren Geschwindigkeiten (14 m/s) und kleineren Massen (1000 kg) reduziert sich das Energieaufnahmevermögen gemäss dieser Publikation auf 100 kJ. Bei heutigen Schutzsystemen aus Drahtseil-Konstruktionen liegen die Werte inzwischen bei 8000 kJ für Steine mit Massen bis zu 25000 kg und Geschwindigkeiten bis zu 25 m/s.

Der Autor verfolgte die Entwicklung von Schutznetzen hautnah, war er doch ab 1990 mit allen Schweizerischen Herstellern auf fast allen Versuchsanlagen präsent. Damals wollte die Eidgenössische Anstalt für das forstliche Versuchswesen EAFV (heute WSL) insbesondere wissen, wie schnell sich Steine im Gelände bewegen. Die Hersteller waren ihrerseits froh, wenn sie eine «offizielle» Geschwindigkeitsangabe erhielten, um die Belastung ihrer Netze zu beurteilen.

Genauso wie die Schutznetze hat sich auch die Beurteilung der Steinschlaggefahr aufgrund von Spuren in den letzten Jahrzehnten stark verbessert. HEIERLI (1981) schlug zwar das Vermessen von Spuren vor, konnte jedoch nur in Einzelfällen (freier Fall) daraus Geschwindigkeiten ableiten. Heute ist es mit den an der WSL erarbeiteten Formeln und entsprechenden Diagrammen möglich, zu jeder Sprungweite und Sprunghöhe eine Geschwindigkeit anzugeben. In der vorliegenden Publikation werden diese Formeln präsentiert und mittels physikalischer Grundlagen hergeleitet.

In einem theoretischen Teil wird dargelegt, wie sich Geschwindigkeiten von Steinen mit relativ einfachen Formeln anhand von Spuren an Bäumen oder am Boden berechnen. Ebenso wird mit einfachen, theoretischen Beispielen erklärt, wie sich die Abbremsvorgänge berechnen lassen und wie die Praxis diese Kenntnisse umsetzen kann. Dabei gelten sowohl für die theoretischen wie auch für die praktischen Beispiele die gleichen charakteristischen Kennwerte der Abbremsvorgänge.

In vielen praktischen Beispielen wird erläutert, wie sich die theoretischen Grundlagen anwenden lassen, sei es bei der Spurenanalyse, der Beurteilung von Aufprallprozessen oder der Untersuchung der Rotation von Steinen. Besonders eingehend werden Falltests mit verschiedenen Wurfkörpern auf unterschiedliche Unterlagen vorgestellt und Resultate aus über 200 Versuchen präsentiert sowie untereinander verglichen. Dabei wird auch auf die spezifischen Bedingungen eingegangen, und die entsprechenden Zusammenhänge werden erklärt. Im Weiteren wird auch die Qualität von Videoaufnahmen besprochen und gezeigt, wie der Bildmassstab mit der vertikalen Komponente einer Flugbahn kontrolliert werden kann.

Der Autor entwickelte in den letzten Jahren auch Sensoren weiter, welche die Beschleunigung und Rotation in sich bewegender Steine messen. Im vorliegenden Bericht wird gezeigt, was die Sensoren messen und wie sich die Messdaten in Bezug auf ihre Qualität beurteilen lassen. Solche Messdaten werden heute unter anderem dazu verwendet, das am WSL-Institut für Schnee und Lawinenforschung SLF entwickelte Berechnungsmodell RAMMS::Rockfall zu kalibrieren und dessen Resultate zu verbessern.

Von 2001 bis 2016 wurde in der Versuchsanlage «Lochezen» bei Walenstadt unter anderem auch die vom Bundesamt für Umwelt, Wald und Landschaft (BUWAL, heute BAFU) angeordnete Typenprüfung von Schutznetzen gegen Steinschlag (GERBER 2001) durchgeführt. Die WSL als Auftragnehmerin war für sämtliche Arbeiten verantwortlich, schrieb die Prüfberichte und leitete die Resultate an das Bundesamt weiter. Dieses stellte die Ergebnisse der einzelnen Energieklassen zusammen und veröffentlichte sie. Aus den entsprechenden Zertifikaten (www.bafu.admin.ch/typespruefung) wurden die wichtigsten Zahlen zu den wirkenden Seilkräften, den Abbremszeiten der Wurfkörper im Netz sowie deren Bremswegen entnommen und für die vorliegende Publikation zusammengefasst und grafisch dargestellt. Erstmals sind so die Eigenschaften der einzelnen Schutznetze der verschiedenen Energieklassen miteinander vergleichbar.

In den Anhängen A und B sind Diagramme dargestellt, aus denen sich Geschwindigkeiten aufgrund der schiefen Sprungweite und Hangneigung herauslesen lassen. Es muss lediglich die Art des Sprunges festgelegt werden. Dabei stehen für hohe, normale und flache Sprünge verschiedene Diagramme zur Verfügung. Mithilfe dieser Diagramme können sowohl Start- wie auch Endgeschwindigkeiten von Steinen auf einer Flugbahn ermittelt werden.

Die Anhänge C, D und E dienen dazu, die Geschwindigkeit in der Mitte einer Flugbahn zu bestimmen. Ausgehend von der Höhe einer Flugbahn lassen sich die schiefe Sprungweite und die Geschwindigkeit grafisch ermitteln.

In den Anhängen F und G sind die einzelnen Resultate der Fallversuche auf Bodenschichten aufgelistet, und die Daten der Fallversuche auf Betonplatten sind im Anhang H aufgeführt.



Abb. 1-1: Ein abgerutschter Felsblock verwittert in kleinere Teile und droht früher oder später abzustürzen (Grabengufer, Randa VS).

2 Sturzereignisse in der Schweiz

In der Unwetterschaden-Datenbank der WSL (HILKER *et al.* 2009, ANDRES und BADOUX 2018) werden die jährlichen Schadensmeldungen zu Hochwasser, Rutschungen und Murgängen seit 1972 zusammengefasst und dargestellt. Seit 2002 werden auch die Sturzereignisse in die Statistik aufgenommen. Dabei interessieren nicht nur die verursachten Schäden, sondern auch die abgestürzten Volumina. Eine Auswertung der ersten 15 Jahre (2002–2016) zeigt, dass das Auftreten von Bergstürzen die Volumina stark beeinflusst. Zwar übertrifft die Anzahl der Steinschläge diejenige von Bergstürzen bei weitem, die abgestürzten Gesamtmassen sind jedoch bei Steinschlägen im Vergleich zu den Bergstürzen verschwindend klein. Nachfolgend wird die Publikation der Schweizerischen Zeitschrift für Forstwesen (GERBER *et al.* 2017) wiedergegeben, da dort die Daten von Sturzereignissen erstmals erfasst, ausgewertet und publiziert wurden.

2.1 Erfassung und Auswertung

Die Datenbankeinträge zu Sturzprozessen basieren auf Meldungen aus rund 3000 Schweizer Zeitungen und Zeitschriften sowie auf zusätzlichen Informationen aus dem Internet. Die Schäden werden grundsätzlich anhand der Informationen aus den Medien ermittelt. Sind dort keine Beträge angegeben, werden die Schadenskosten auf der Basis von Erfahrungswerten abgeschätzt. In den Schadenskosten sind die verursachten Sachschäden und die Interventionskosten zusammengefasst. Indirekte Schäden wie spätere Sanierungsmassnahmen und Betriebsausfallkosten werden hingegen nicht erfasst. Die Schadenskosten sind in drei Klassen unterteilt: geringe Schäden (10000–400000 CHF), mittlere Schäden (>0,4 Mio. bis <2 Mio. CHF) und grosse/katastrophale Schäden (>2 Mio. CHF). Todesfälle wurden den katastrophalen Schäden zugeordnet. Todesfälle, bei welchen sich Personen bewusst einer grossen Gefahr aussetzten, werden nicht berücksichtigt, genauso wenig wie Todesfälle während Freizeitaktivitäten, die sich in potenziell gefährlichem Gebiet ereigneten (z. B. Bergsteigen, Klettern; siehe ANDRES und BADOUX 2018).

Bei der Erfassung der abgestürzten Volumina wird bei «von–bis»-Angaben der Mittelwert weiter verwendet. Dies ist vor allem bei Berg- und Felsstürzen der Fall, bei denen die Volumina nicht sofort im Detail ermittelt werden können. Die Klassierung der Sturzvolumina richtet sich nach dem Faktenblatt «Sturzprozesse» (BAFU 2015). Dementsprechend umfassen Bergstürze Volumina von mehr als 1 Mio. m³ und Felsstürze mehr als 100 m³. Prozesse mit kleinerem Volumen werden als Stein- und Blockschlag bezeichnet. Nachfolgend wird für beide Prozesse die Bezeichnung Steinschlag verwendet.



Abb. 2-1: Ein 2 m³ grosser Felsblock durchschlug in Evolène ein Haus (links), und bei Matt hielt eine Buche einen 5 m³ grossen Block zurück (rechts).

Da die Daten aus Medienberichten nicht in allen Belangen vollständig sind, ist deren Auswertung teilweise ungenau. Die Meldungen enthalten hauptsächlich die grossen Schäden an Gebäuden oder Infrastrukturanlagen. Schäden an Wald und Kulturland werden nur ausnahmsweise erwähnt, obschon sich die meisten Sturzereignisse in bewaldeten Gebieten ereignen (Abb. 2-1, rechts). Deshalb ist es auch nicht möglich, die Datenbank hinsichtlich Waldschadenflächen oder Schadholzkubaturen auszuwerten.

2.2 Räumliche und zeitliche Verteilung

Geografische Verteilung

In den letzten 15 Jahren wurden in der Datenbank 413 Meldungen über Schäden infolge Sturz erfasst (Abb. 2-2). Die Schäden entstanden hauptsächlich in den Alpen, Voralpen und im Jura, aber auch im Mittelland wurden einzelne Fälle erfasst. Sogar ein Todesfall ist dort in den Daten zu finden. 386 Schadenereignissen verursachten geringe Schadenskosten, bei 23 wurden mittlere und bei vier Ereignissen grosse Schäden verzeichnet. Insgesamt 43 Personen wurden durch Sturzprozesse verletzt. Bei 16 Personen waren die Verletzungen so stark, dass sie zum Tode führten.

Die räumliche Verteilung der Datenbankeinträge zeigt, dass 85 Ereignisse im Kanton Graubünden, 75 im Wallis und 50 im Kanton Bern auftraten. Die restlichen 203 verteilen sich auf die anderen Kantone mit Ausnahme von Basel Stadt und Genf. Aus diesen beiden Kantonen wurden keine Schäden gemeldet.

97% des ausgebrochenen Gesamtvolumens von 6,7 Mio. m³ stürzten in den vier Bergkantonen Graubünden (3,0 Mio. m³), Wallis (2,4 Mio. m³), Tessin (0,8 Mio. m³) und Bern (0,5 Mio. m³) ab. In den Kantonen Schwyz, Uri und Nidwalden ereigneten sich Sturzprozesse von insgesamt weiteren 177 000 m³ (2,6%).

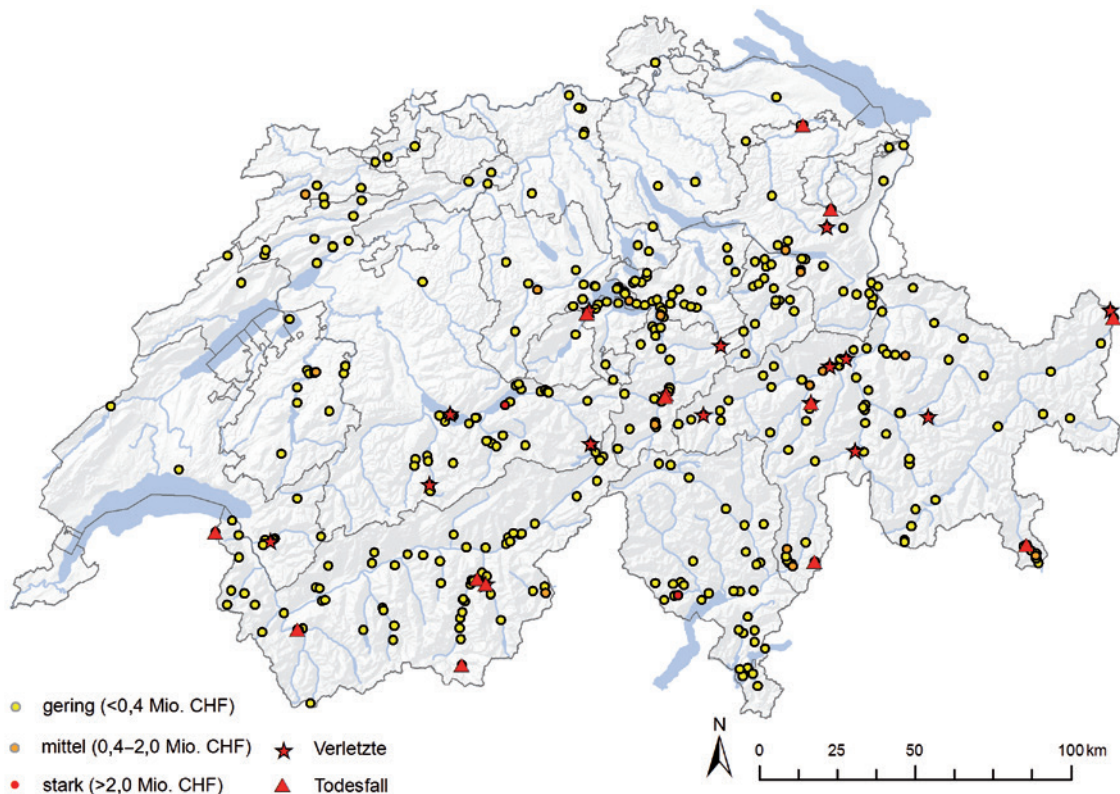


Abb. 2-2: Standort und Ausmass der Steinschlagschäden (2002–2016) mit und ohne Personenunfälle.

In den sieben Kantonen mit den höchsten Schäden beträgt die Schadenssumme 50,5 Mio. CHF, was 91 % der Gesamtschäden entspricht. Davon traten allein im Kanton Uri Schäden von 20,3 Mio. CHF und im Kanton Graubünden von 11,4 Mio. CHF auf. In den Kantonen Wallis und Bern waren die Schäden mit je 5 Mio. CHF deutlich kleiner und in den drei Kantonen Tessin, Luzern und St. Gallen mit 2 bis 3,4 Mio. CHF noch geringer.

Erwähnenswert ist noch ein Felssturz von 5000 m³ in Wertenstein vom Januar 2016. Die Ablagerungen stauten die Kleine Emme, was zu Überschwemmungen mit hohen Schäden im nahegelegenen Industriegebiet führte. Zudem wurden durch die abstürzenden Massen Steine aus dem Kiesbett der Emme bis zu 200 m weit weg geschleudert und etwa 20 Häuser beschädigten (GERBER 2016).

Im Kanton Graubünden verletzten sich mit 14 am meisten Personen und vier Personen wurden durch die Sturzprozesse getötet. Im Kanton Wallis wurden sechs getötet und drei verletzt, im Kanton Uri je drei Personen. In den Kantonen Nidwalden, Appenzell Ausserrhoden und Thurgau starb ebenfalls je eine Person infolge von Sturzprozessen.

Jährliche Verteilung der Sturzereignisse

Die Anzahl Ereignisse bzw. Datenbankeinträge bewegt sich zwischen 14 im Jahr 2003 und 47 im 2013; der Mittelwert liegt bei 28 Ereignissen pro Jahr (Abb. 2-3).

Bei 20 Ereignissen konnten keine Volumina abgeschätzt werden. Die 393 Ereignisse mit Angaben zum Volumen förderten insgesamt 6,9 Mio. m³ Fels- und Gesteinsmaterial zu Tal, was einer durchschnittlichen Kubatur von 460 000 m³ pro Jahr entspricht. Das Gesamtvolumen der abgestürzten Massen wird durch das Volumen des Bergsturzes von Bondo GR (2011) mit 2,5 Mio. m³ und die beiden Felsstürze im Val-d'Illiez VS (2006) und bei Champéry VS (2006) mit je 1 Mio. m³ stark dominiert. Allein beim Bergsturz von Bondo im Bergell gingen 36 % des Gesamtvolumens nieder. Die Kubatur der 121 Felssturzereignisse betrug insgesamt knapp 4,4 Mio. m³ (64 %), und die Volumina der 271 Steinschläge wurden mit 3370 m³ zusammengefasst. Somit weisen die Steinschläge einen Anteil von lediglich 0,05 % am Gesamtausmass auf. In den einzelnen Jahren unterschieden sich die Volumina stark: Während im Jahr 2003 knapp 2000 m³

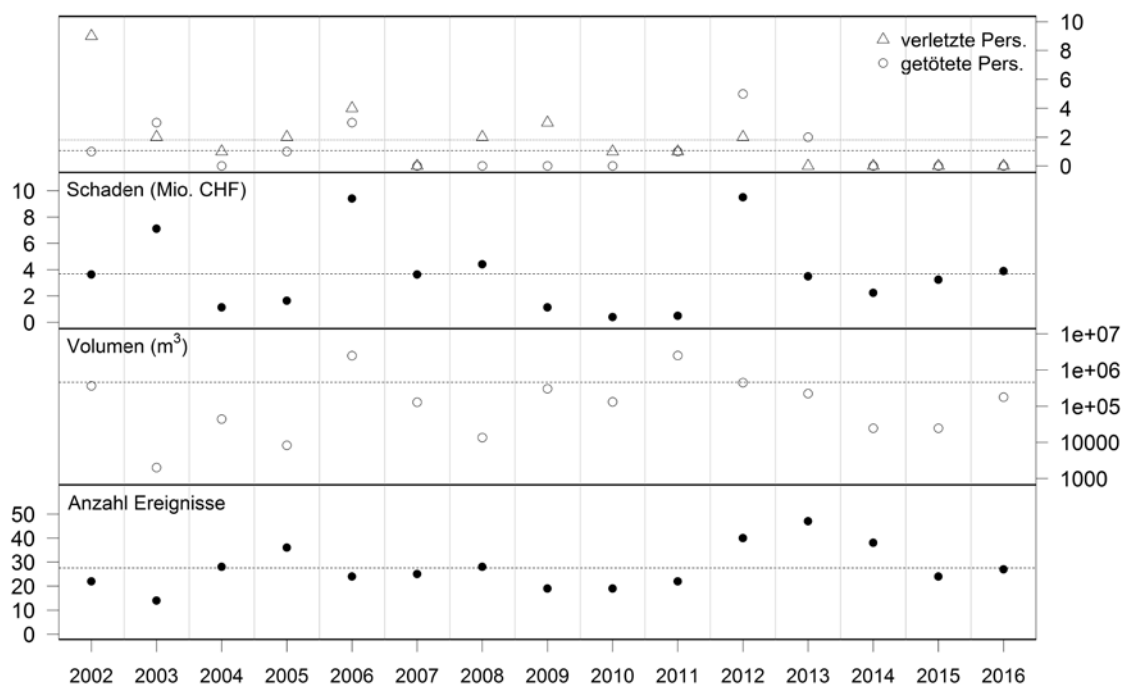


Abb. 2-3: Jährliche Verteilung der Sturzereignisse mit Volumina, Schäden und Personenunfällen.

abstürzten, waren es in den Jahren 2006 und 2011 mit insgesamt je 2,5 Mio. m³ mehr als das 1000-fache.

Die in der Datenbank registrierten Schäden durch Sturzprozesse belaufen sich gesamthaft auf 55,2 Mio. CHF (Jahre 2002–2016). Werden die Schäden der früheren Jahre der Teuerung angepasst, liegt der Wert bei 55,5 Mio. CHF. Daraus ergibt sich ein durchschnittlicher Schadenwert pro Jahr von 3,7 Mio. CHF (Abb. 2-3). Nur in den Jahren 2003 (7,1 Mio. CHF), 2006 (9,4 Mio. CHF) und 2012 (9,5 Mio. CHF) wurde der Mittelwert deutlich übertroffen. Verhältnismässig geringe Schadenskosten wurden in den Jahren 2010 (0,4 Mio. CHF) und 2011 (0,5 Mio. CHF) registriert.

In den 15 Jahren von 2002 bis 2016 wurden 16 Personen getötet und 27 verletzt (Abb. 2-3). Insgesamt 647 Personen mussten bei Gefahrensituationen evakuiert werden. Das Jahr 2012 wies mit fünf getöteten Personen die traurigste Bilanz auf. Drei Wanderer starben auf Bergwegen, als sie von Steinschlägen überrascht wurden. Bei Sicherungsarbeiten am Bahngeleise starb anfangs Juni ein Arbeiter in Gurnellen UR und zwei weitere verletzten sich, als sich erneut Steine und Felsblöcke aus der oberhalb liegenden Wand lösten. Schon im März war es an der gleichen Stelle zu einem Felsabbruch gekommen. Ein Steinschlag im Unterengadin erfasste Ende März einen Reisecar und riss den vorderen Teil des Fahrzeuges mit. Der Chauffeur überlebte den Unfall leider nicht, aber zum Glück waren keine Passagiere im Car. In den Jahren 2003 und 2006 starben je drei Personen. Ein neunjähriges Mädchen kam 2003 in der Thur bei Bischofszell TG ums Leben, als es sich unter einer Felswand aufhielt und sich Gesteinsmassen lösten. Fünf Personen starben in ihren Fahrzeugen, die von Steinen und Felsblöcken getroffen wurden (zwei im Jahr 2003, drei im Jahr 2006).

Im Jahr 2002 wurden neun Personen verletzt und eine Person getötet. Ein Steinschlag in Eisten VS riss drei Arbeiter mit, die oberhalb der Strasse mit Sicherungsarbeiten beschäftigt waren. Ein Arbeiter überlebte den Unfall nicht. Die Steinmassen beschädigten auch ein vorbeifahrendes Auto und verletzten den Fahrer. In der Rheinschlucht bei Versam GR lösten sich 2500 m³ Felsmassen und stürzten in den Rhein. In der Folge bildete sich eine Wasserwelle, die eine Schulklasse am anderen Ufer erfasste. Fünf Kinder wurden verletzt und mussten in Spitäler eingeliefert werden.

Von den insgesamt 43 betroffenen Personen (verletzt oder getötet) verunfallten über die Hälfte (25) auf Verkehrswegen, allein deren 14 auf Hauptstrassen. Des Weiteren sind in der Datenbank insgesamt neun Personen registriert, die in der Nähe von Bächen oder Flüssen durch Sturzprozesse verunfallten. Auf Baustellen und im Forst ereigneten sich Unfälle mit sieben und auf Wanderwegen mit sechs Personen (Tab. 2-1).

Tab. 2-1: Verteilung der durch Sturzprozesse verunfallten Personen nach Lokalität.

Ort	verunfallt	verletzt	getötet
Hauptstrasse	14	10	4
Bach, Fluss	9	8	1
Baustelle, Forst	7	5	2
Wanderweg	6	1	5
Gemeindestrasse	3	2	1
Autobahn	2	0	2
Gebäude	2	1	1
Total	43	27	16

Bei einigen in der Datenbank registrierten Ereignissen mit Schäden ist die Anzahl der evakuierten Personen angegeben. Dementsprechend wurden in den letzten 15 Jahren 647 Personen evakuiert, 330 Personen davon allein im Jahr 2002. Bei zwei

Ereignissen, die sich aufgrund von Messungen vorgängig ankündigten, mussten in St. Niklaus jeweils 110 Personen evakuiert werden. Die Felsmassen stürzten in der Folge ab oder wurden weggesprengt. Dank Schutzdämmen erreichten die Massen die bewohnten Häuser nicht, kamen aber bis auf 100 m an diese heran. Bei einem drohenden Felssturz in Preonzo TI mussten 70 Personen und in Vicosoprano GR 40 Personen evakuiert werden.

Im Jahr 2015 traf ein Steinschlag den letzten Wagen eines ICE Zuges bei Gurtellen UR, wobei das hintere Drehgestell entgleiste. Der Lokführer bemerkte dies jedoch nicht und fuhr noch 2,2 km weiter, bis der Zug bei einem Signal anhielt. 180 Reisende wurden in der Folge nach Erstfeld UR evakuiert.

Monatliche Verteilung der Sturzereignisse

Werden alle Ereignisse von 2002 bis 2016 pro Monat aufsummiert, so zeigen sich deutliche Schwankungen (Abb. 2-4). Die Monatssummen liegen zwischen 21 (September) und 47 (Mai und August) bei einem Mittelwert von 34 Ereignissen pro Monat. Obschon im August die meisten Ereignisse auftraten, weisen diese mit 9200 m³ insgesamt die kleinsten Volumina auf. Demgegenüber stürzten im Mai bei gleich vielen Ereignissen fast 700 000 m³ ins Tal. Der Juni liegt mit 550 000 m³ knapp unter dem Mittelwert von 570 000 m³. Da sich die beiden grossen Felsstürze (Val d'Illiez VS und Champéry VS) sowie der Bergsturz von Bondo GR in den Monaten Oktober, November und Dezember ereigneten, weisen diese Monate jeweils Absturzvolumina von insgesamt mehr als 1 Mio. m³ auf. Somit wird deutlich, dass die monatliche Verteilung der Sturzvolumina stark von einzelnen grossen Ereignissen abhängt, vor allem bei einer relativ kurzen Untersuchungsperiode von 15 Jahren.

In Bezug auf die Schadenskosten liegt der Mai mit 16 Mio. CHF weit über dem Mittelwert von 4,6 Mio. CHF (Abb. 2-4). Auch in den Monaten Januar, Juni und November liegen die Schadenskosten mit je rund 7 Mio. CHF über dem Mittelwert. Im September entstanden mit 580 000 CHF die geringsten Schäden.

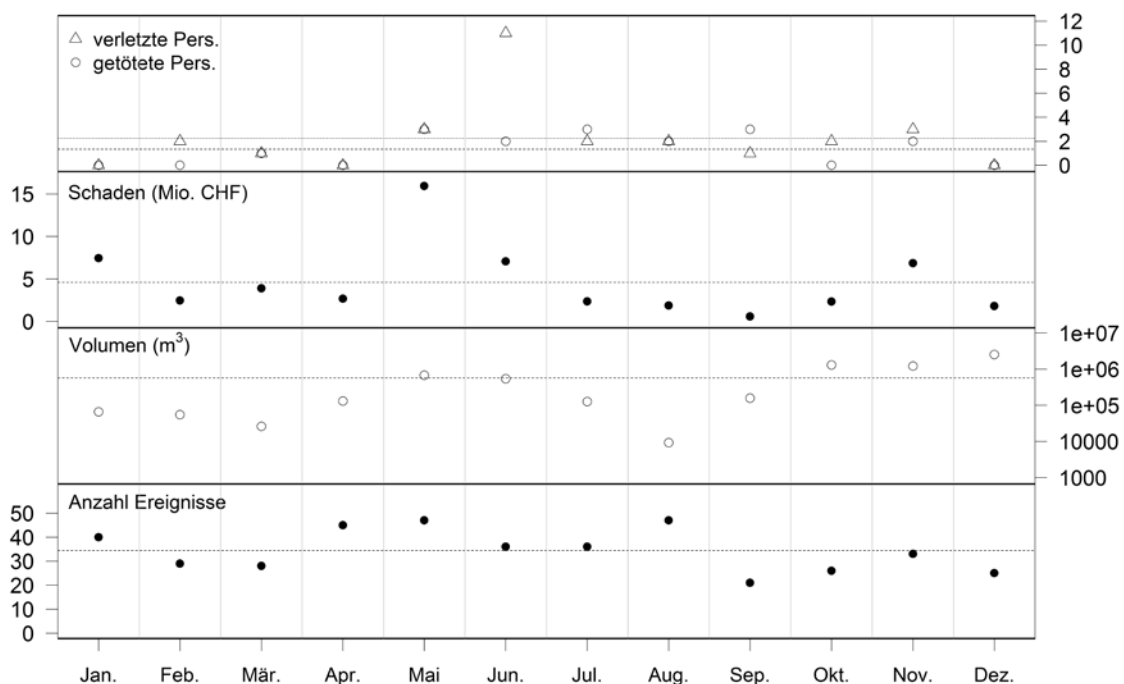


Abb. 2-4: Monatliche Verteilung der Sturzereignisse (2002 bis 2016) mit Volumina, Schäden und Personenunfällen.

Von den insgesamt 43 verunfallten Personen wurden 13 Personen im Juni getötet oder verletzt. Im Mai verunfallten sechs und in den Monaten Juli und November je fünf Personen. Die Monate Januar, April und Dezember blieben von 2002 bis 2016 von Personenunfällen verschont.

2.3 Beurteilung der Resultate

Ein Vergleich mit den anderen in der Unwetterschaden-Datenbank berücksichtigten Prozessen (Rutschungen, Hochwasser, Murgänge) zeigt, dass die Sturzprozesse nur rund 5% der total 8090 gespeicherten Einträge für die Jahre 2002 bis 2016 ausmachen. Auch der Anteil der Schadenskosten der Sturzprozesse an den denjenigen aller Prozesse ist mit 1,1% eher gering. Dies ist damit zu erklären, dass Sturzprozesse jeweils nur punktuell Schäden verursachen, während zum Beispiel Überschwemmungen flächig grosse Schäden anrichten können (88% der Gesamtkosten). Betrachtet man hingegen die Personenunfälle, so fallen die Sturzprozesse deutlich mehr ins Gewicht, zeigen sie sich doch für 22% aller Todesopfer respektive 28% aller Verletzter verantwortlich.

Die Auswertung aller in der Schweiz durch Naturgefahrenprozesse verursachten Todesfälle von 1946 bis 2015 (BADOUX *et al.* 2016) zeigte, dass in der ersten Hälfte der Untersuchungsperiode deutlich mehr Todesfälle registriert wurden (Mittelwert 2,6 pro Jahr) als in der zweiten (1,8 pro Jahr). Die meisten Todesfälle ereigneten sich in den 50er- (23) und 60er-Jahren (29).

Da die Einträge der Unwetterschaden-Datenbank auf Medienberichten beruhen, sind Fehler nicht auszuschliessen. Vor allem kleine Ereignisse ohne hohe Schäden sind in den Medien meist nicht erwähnt. Die im vorliegenden Bericht aufgeführten Resultate könnten deshalb unterschätzt sein.

Um die Resultate noch zu verbessern, liessen sich auch andere Datenbanken über Schäden verwenden. Zum einen führt die SBB eine Datenbank über Ereignisse, die deren Infrastruktur betreffen. Weiter könnten Datenbanken von Versicherungen herbeigezogen werden, ebenso Berichte oder Kataster von Kantonen (z. B. StorMe) oder Gemeinden.

3 Theoretische Grundlagen des Steinschlags

Die Erdanziehung ist massgebend für die Beschleunigung der Steine. Andere Kräfte hingegen bremsen die Steine wieder ab, wenn diese in Kontakt mit Boden, Bäumen oder anderen Materialien kommen. Aus diesen theoretischen Grundlagen werden die weiteren bei Steinschlag massgebenden Parameter abgeleitet.

Das vorliegende Kapitel zeigt, wie sich die Flugparabeln von Steinen mit der Formel aus dem freien Fall erklären lassen. Es erläutert ausserdem, was unter «normalen» Sprüngen zu verstehen ist und welche Sprünge als hoch oder flach bezeichnet werden. Die Flugparabeln werden mittels Spuren an Bäumen und Bodenkontakten (Abb. 3–1) rekonstruiert und daraus die Geschwindigkeiten der Steine berechnet. Nicht zuletzt zeigt das Kapitel auf, wie sich die im Feld gemessenen Werte zu Sprungweite, Sprunghöhe und Hangneigung in eine Formel für die mathematische Gleichung der Flugparabel einbauen lassen.

Auch die Grundlagen zu Abbremsvorgängen werden vermittelt. Am einfachsten lässt sich ein bewegter Stein stoppen, wenn ihm eine konstante Kraft entgegenwirkt. Diese Art des Abbremsens trifft aber in der Natur fast nie zu – die Verhältnisse sind meist viel komplizierter. Daher behandelt dieses Kapitel neben linear ansteigender und abfallender Verläufe der Kraft respektive der Verzögerung auch quadratische Verläufe. Bei diesen theoretischen Abbremsvorgängen wird die Abbremszeit der Kontaktzeit gleichgesetzt, und die Masse bleibt infolgedessen an der tiefsten Stelle im Untergrundmaterial stecken. In der Natur sieht dies aber anders aus: Die Steine springen wieder vom Boden weg, da ihre Kontaktzeit mit dem Boden länger ist als die Bremszeit bis zum tiefsten Punkt des Eindringens.

Zu den theoretischen Abbremsvorgängen präsentiert das Kapitel charakteristische Werte der maximalen Verzögerung und des Abbremsweges. Mit solchen Werten lassen sich auch natürliche Abbremsvorgänge beschreiben. Zudem werden die Rotation von Steinen und vor allem die Rotationsänderung bei einem Aufprall behandelt. Dabei nimmt die Rotation in steilerem Gelände zu (wird also beschleunigt) und verzögert sich in flacherem. Während der Flugphase bleibt die Rotation normalerweise konstant.



Abb. 3-1: Aufschlag- und Rollspuren eines abgestürzten Felsblockes (Murgtal, Quarten SG).

3.1 Flugparabel

Die bei Hangneigungen zwischen 25 bis 35° auftretenden Flugparabeln weisen oft horizontale Absprungwinkel auf. Die Geschwindigkeiten bei solchen Parabeln lassen sich mit Formeln des freien Falls erklären. Bei anderen Flugparabeln mit steigendem oder fallendem Absprungwinkel werden die Formeln etwas komplizierter, aber auch diese lassen sich aus denjenigen des freien Falls ableiten. Für solche Flugparabeln finden sich in den Anhängen A und B Diagramme, aus denen sich die Geschwindigkeiten zu Beginn und am Ende einer Flugparabel einfach herauslesen lassen.

Freier Fall

Der reine freie Fall ist bei Ereignissen im Gelände eher selten. Dennoch lässt sich mit dessen Formeln auch die Bewegung einer Flugparabel erklären. Die physikalischen Grundlagen des freien Falles besagen, dass die Geschwindigkeit infolge der Erdbeschleunigung ($g = 9,81 \text{ m/s}^2$) mit der Zeit linear zunimmt (Formel 3-1). Aus dieser Grundgleichung kann am Ende der Fallzeit t auch die Fallhöhe h berechnet werden (Formel 3-2). Es ist nun durch Umformen dieser Gleichungen möglich, aus der Fallhöhe h auch die Geschwindigkeit v_e (Formel 3-3) und die Fallzeit t (Formel 3-4) zu berechnen.

$$\text{Geschwindigkeit aus Fallzeit:} \quad v_e = g \cdot t \quad (3-1)$$

$$\text{Fallhöhe aus Fallzeit:} \quad h = 0,5 \cdot g \cdot t^2 \quad (3-2)$$

$$\text{Geschwindigkeit aus Fallhöhe:} \quad v_e = \sqrt{2 \cdot g \cdot h} \quad (3-3)$$

$$\text{Fallzeit aus Fallhöhe:} \quad t = \sqrt{2 \cdot h / g} \quad (3-4)$$

Als Beispiel wurden für Fallhöhen bis 50 m die Fallzeiten t und Geschwindigkeiten v_e berechnet und in Abbildung 3-2 dargestellt.

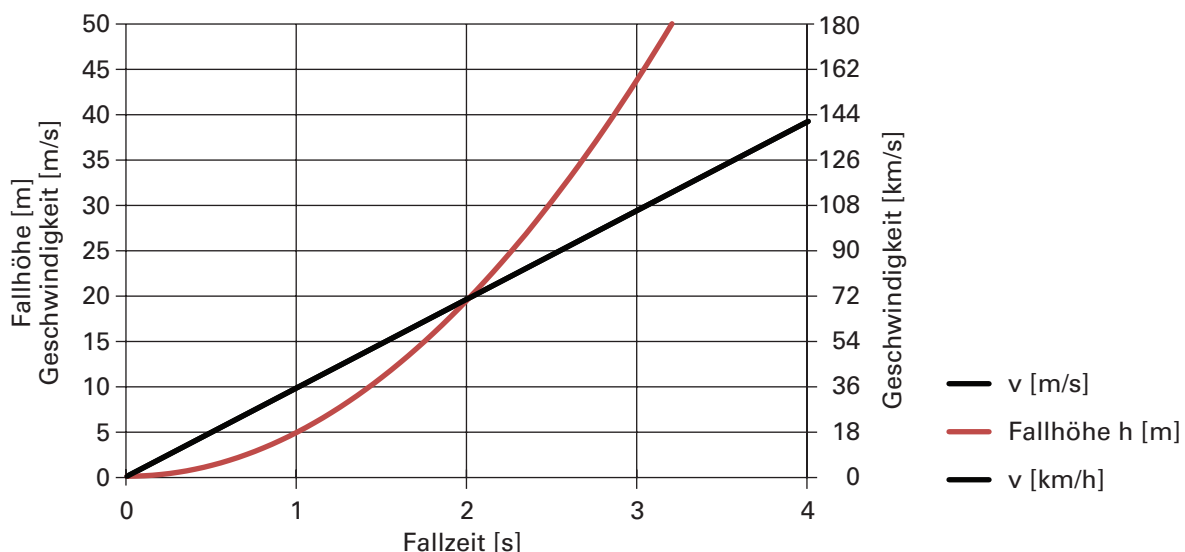


Abb. 3-2: Geschwindigkeiten und Fallhöhen als Funktion der Fallzeit.

Rollt ein Stein oberhalb einer Felswand über eine schiefe Ebene und geht dann über in den freien Fall mit einer vertikalen Anfangsgeschwindigkeit v_{oz} , so berechnet sich die Endgeschwindigkeit mit Formel (3-5):

Freier Fall mit Startgeschwindigkeit:
$$v_e = \sqrt{v_{oz}^2 + 2 \cdot g \cdot h} \quad (3-5)$$

Aus diesen fünf relativ einfachen Formeln lassen sich nun diejenigen Formeln herleiten, die die Geschwindigkeiten bei schiefen Wurfparabeln berechnen.

Flugparabel mit horizontalem Absprung

Bei mittleren Hangneigungen von 25 bis 35° ist davon auszugehen, dass die Flugbahn eines Steines horizontal startet. Ist bekannt, wie weit ein Stein springt respektive wie gross die horizontale und die vertikale Sprungweite ist, lassen sich die Startgeschwindigkeit v_o und die Endgeschwindigkeit v_e berechnen. Zuerst müssen die horizontale Sprungweite x nach Formel (3-6) und die vertikale Sprungweite z nach Formel (3-7) berechnet werden.

Horizontale Sprungweite:
$$x = s \cdot \cos \beta \quad (3-6)$$

Vertikale Sprungweite:
$$z = s \cdot \sin \beta \quad (3-7)$$

Dabei werden s als die schiefe Sprungweite und β als Hangneigung respektive als Sprungneigung eingesetzt (Abb. 3-3). Bei horizontalem Absprung weist die vertikale Startgeschwindigkeit v_{oz} den Wert Null auf. Die vertikale Endgeschwindigkeit v_{ez} lässt sich mit Formel (3-3) berechnen. Anstelle der Höhe h wird die vertikale Sprungweite z eingesetzt. Die Fallzeit t wird mit Formel (3-4) berechnet; sie ist identisch mit der Sprungzeit t . In dieser Zeit springt der Stein vom höher liegenden zum tiefer liegenden Bodenkontakt und legt zugleich die Sprungweite x zurück. Die horizontale Geschwindigkeit v_{ox} wird daher mit Formel (3-8) berechnet (Abb. 3-4).

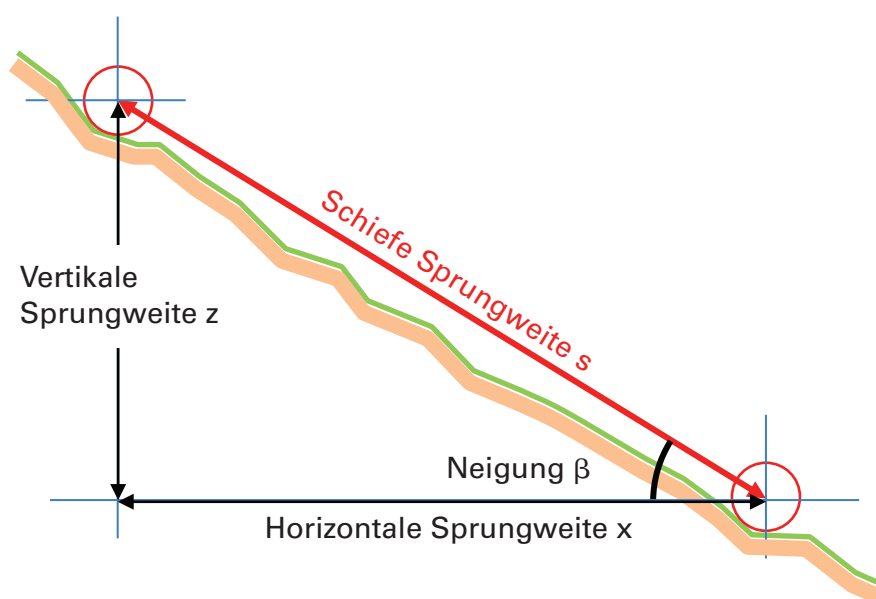


Abb. 3-3: Horizontale und vertikale Sprungweiten sowie Neigung zwischen zwei Bodenkontakten (rote Kreise).

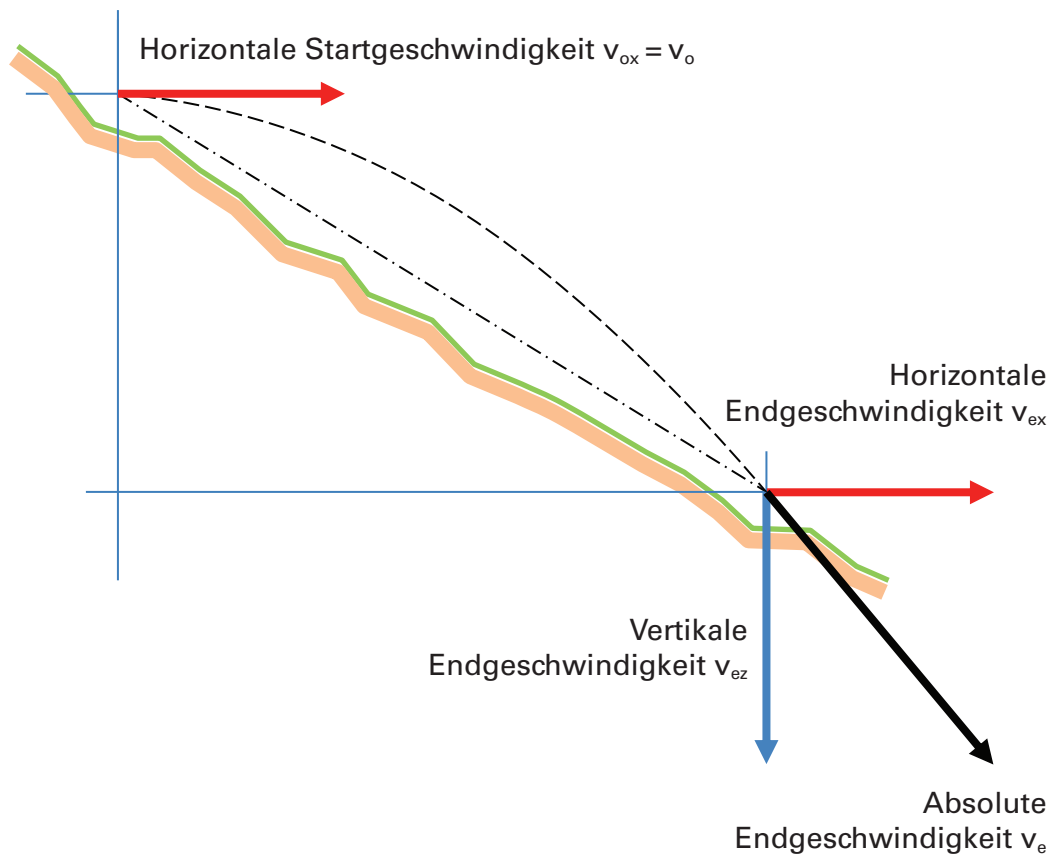


Abb. 3-4: Flugparabel mit horizontalem Absprung und Geschwindigkeitsvektoren.

Horizontale Geschwindigkeit:
$$v_{ox} = \frac{x}{t} \quad (3-8)$$

Da sich die horizontale Geschwindigkeit v_{ox} während des Flugs nicht ändert, ist die Endgeschwindigkeit v_{ex} gleich gross. Mit dieser Geschwindigkeit kann nun die absolute Geschwindigkeit v_e am Ende der Flugbahn nach Formel (3-9) berechnet werden.

Absolute Endgeschwindigkeit:
$$v_e = \sqrt{v_{ex}^2 + v_{ez}^2} \quad (3-9)$$

Sowohl die Start- wie auch die Endgeschwindigkeiten sind vor allem von der schiefen Sprungweite s abhängig und weniger von der Neigung β . Je grösser die Sprungweite ist, desto grösser sind die absoluten Geschwindigkeiten v_o und v_e . Beispielsweise liegt für eine schiefe Sprungweite von 30 m die Startgeschwindigkeit zwischen 14 und 16 m/s. Dabei resultiert die kleinere Geschwindigkeit aus der grösseren Neigung (35°) und die höhere Geschwindigkeit aus der kleineren Neigung (25°). Nach diesem Sprung unterscheiden sich die Endgeschwindigkeiten v_e nicht mehr so stark und liegen im engen Bereich von 22 bis 23 m/s, wobei die kleinere Endgeschwindigkeit aus der grösseren Neigung resultiert (Abb. 3-5).

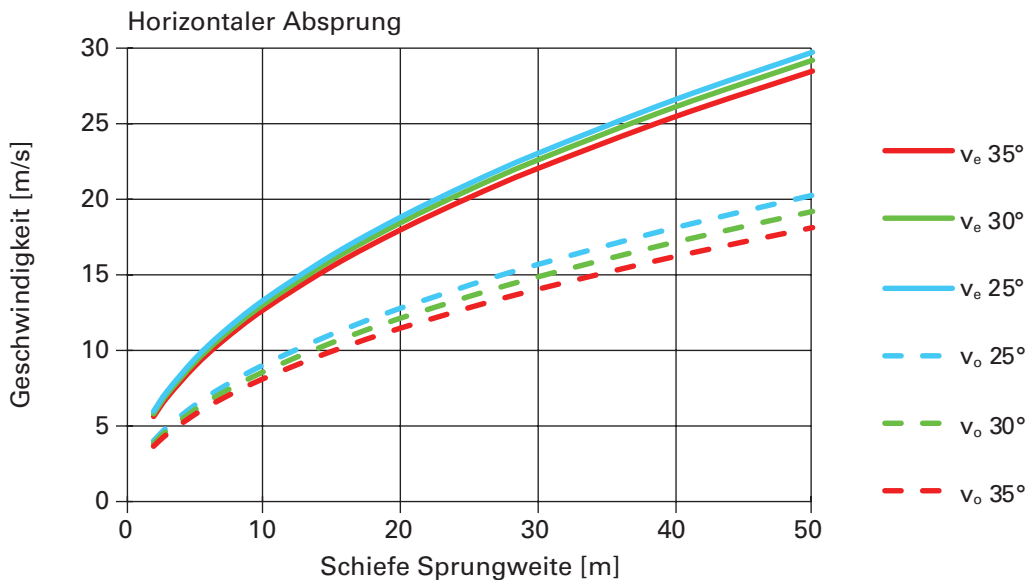


Abb. 3-5: Startgeschwindigkeiten v_o und Endgeschwindigkeiten v_e in Abhängigkeit der schiefen Sprungweite s bei horizontalem Start der Flugbahn.

Bei horizontalem Absprung beträgt die Sprunghöhe f ein Viertel der vertikalen Sprungweite z gemäss Formel (3-10).

Sprunghöhe bei horizontalem Absprung:
$$f = \frac{z}{4} \quad (3-10)$$

Aus den Formeln (3-7) und (3-10) wird Formel (3-11) zur direkten Berechnung der Sprunghöhe f hergeleitet:

Sprunghöhe:
$$f = s \cdot \frac{\sin \beta}{4} \quad (3-11)$$

Zudem kann ein Sprunghöhen/Sprungweiten-Verhältnis für die drei Neigungen 25°, 30° und 35° berechnet werden. Es resultieren Werte f/s von 1/9,5, 1/8 und 1/7, welche die Krümmungen der Flugparabeln charakterisieren. Der tiefste Wert (1/9,5) beschreibt einen eher flachen Sprung und der grösste (1/7) den höchsten Sprung.

Flugparabel mit geneigtem Absprung

Sowohl bei Hangneigungen über 35° als auch bei Neigungen unter 25° springen die Steine in der Regel nicht mehr horizontal ab. In steileren Gebieten starten sie abwärts gerichtet und die vertikale Komponente der Startgeschwindigkeit v_{oz} zeigt nach unten (Abb. 3-6). Dies entspricht gemäss Definition einem positiven Wert. In flacheren Gebieten starten die Steine nach oben und die vertikale Komponente der Geschwindigkeit weist daher einen negativen Wert auf. Ob der Wert positiv oder negativ ist, lässt sich mit Formel (3-12) analysieren. Aus der Sprunghöhe f kann die Sprungzeit t nach Formel (3-13) berechnet werden. Bei bekannter Sprungzeit lassen sich die vertikale und horizontale Komponente der Startgeschwindigkeit nach den Formeln (3-14) und (3-15), der absolute Wert der Geschwindigkeit v_o nach Formel (3-16) bestimmen.

Richtung der vertikalen Startkomponente:
$$\pm(v_{oz}) = z - 4 \cdot f \quad (3-12)$$

Sprungzeit:
$$t = \sqrt{\frac{8 \cdot f}{g}} \quad (3-13)$$

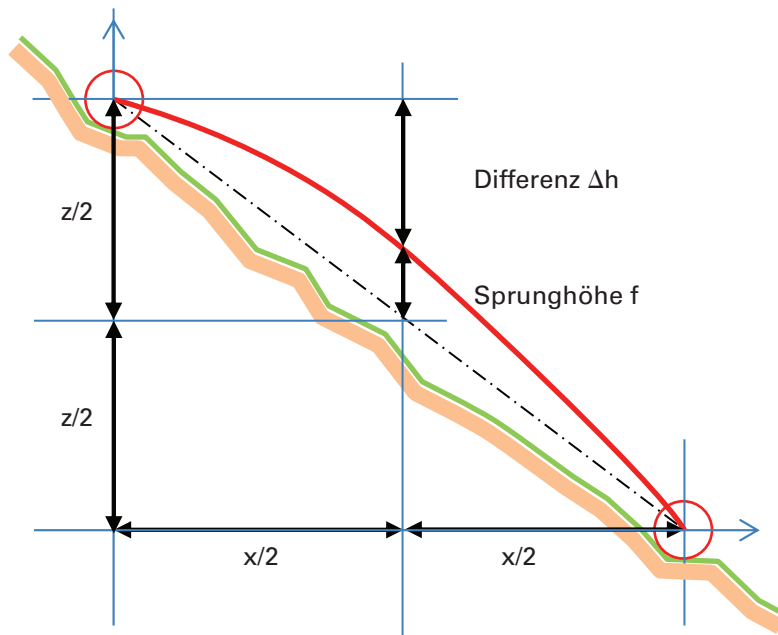


Abb. 3-6: Die Sprunghöhe f entspricht der vertikalen Distanz zwischen der Flugbahn und der Mitte der vertikalen Sprungweite z .

Vertikale Geschwindigkeit beim Start:
$$v_{oz} = (z - 4 \cdot f) \cdot \sqrt{\frac{g}{8 \cdot f}} \quad (3-14)$$

Horizontale Geschwindigkeit beim Start:
$$v_{ox} = x \cdot \sqrt{\frac{g}{8 \cdot f}} \quad (3-15)$$

Absolute Geschwindigkeit beim Start:
$$v_o = \sqrt{v_{ox}^2 + v_{oz}^2} \quad (3-16)$$

In der Flugphase nimmt die vertikale Komponente der Geschwindigkeit normalerweise zu. Die vertikale Endgeschwindigkeit v_{ez} lässt sich mit Formel (3-17) berechnen und die absolute Endgeschwindigkeit v_e mit Formel (3-18).

Vertikale Geschwindigkeit am Ende:
$$v_{ez} = (z + 4 \cdot f) \cdot \sqrt{\frac{g}{8 \cdot f}} \quad (3-17)$$

Absolute Endgeschwindigkeit:
$$v_e = \sqrt{v_{ex}^2 + v_{ez}^2} \quad (3-18)$$

Sprunghöhen/Sprungweiten-Verhältnis

In den bisherigen Kapiteln wurde davon ausgegangen, dass jeweils mindestens drei Parameter einer einzelnen Flugparabel bekannt sind. Vielfach kann aber die Sprunghöhe f im Gelände nur abgeschätzt werden. Die Erfahrungen zeigen, dass nachfolgende Annahmen in vielen Fällen zutreffen:

- | | | |
|-------------------------|------------------------|--------------|
| – Für hohe Sprünge: | Sprunghöhe/Sprungweite | $f/s = 1/6$ |
| – Für mittlere Sprünge: | Sprunghöhe/Sprungweite | $f/s = 1/8$ |
| – Für flache Sprünge: | Sprunghöhe/Sprungweite | $f/s = 1/12$ |

Mit diesen Definitionen lassen sich die Form der Flugparabel wählen und die Start- und Endgeschwindigkeiten bestimmen. Für schiefe Sprungweiten von 2 bis 50 m und Neigungen bis 50° sind die Start- und Endgeschwindigkeiten in den Anhängen A (zwei Diagramme für hohe und mittlere Sprünge) und B (zwei Diagramme für flache Sprünge) dargestellt.

Geschwindigkeit in Sprungmitte

Die Geschwindigkeit in Sprungmitte (bei halber Horizontalabstrecke) kann ausgehend von der Startgeschwindigkeit v_o berechnet werden. Die Frage ist, in welcher vertikalen Position sich ein Stein nach der halben Distanz befindet, bzw. ob er unterhalb oder oberhalb des Startpunktes liegt (Abb. 3-6). Die Differenz zum Startpunkt Δh berechnet sich mit Formel (3-19).

$$\text{Höhendifferenz:} \quad \Delta h = \frac{z}{2} - f \quad (3-19)$$

Dabei wird sowohl für die vertikale Sprungweite z wie auch für die Sprunghöhe f ein positiver Wert eingesetzt. Wird die Höhendifferenz Δh negativ, liegt die Mitte der Flugparabel oberhalb des Startpunktes, und es ergibt sich in Sprungmitte eine Geschwindigkeit v_m gemäss Formel (3-20), die kleiner ist als die Startgeschwindigkeit v_o .

$$\text{Geschwindigkeit in Sprungmitte:} \quad v_m = \sqrt{v_o^2 + 2 \cdot g \cdot \Delta h} \quad (3-20)$$

Die Resultate dieser Berechnungen zeigen, dass die Geschwindigkeiten in Sprungmitte unabhängig sind von der Hangneigung respektive der Neigung zwischen den beiden Aufschlagpunkten. Für Sprunghöhen von 1 bis 10 m sind die Resultate in den Diagrammen der Anhänge C, D und E dargestellt.

Allgemeine Gleichung der Flugparabel

Die Flugbahn eines Steines kann nicht nur als Funktion der Zeit, sondern mit den horizontalen Koordinaten auch als Parabel dargestellt werden. Dazu wird der Nullpunkt der vertikalen Koordinaten durch den unteren Aufprallpunkt gelegt und derjenige der horizontalen Koordinaten durch den oberen Aufprallpunkt (Abb. 3-6). Die allgemeine Funktion der Parabel ist in Formel (3-21) dargestellt, wobei die Faktoren i , k und der Term n vorerst unbekannt sind. Diese lassen jedoch aus den Parametern Sprungweite und Sprunghöhe herleiten.

$$\text{Allgemeine Parabelform:} \quad z = i \cdot x^2 + k \cdot x + n \quad (3-21)$$

Dazu wird die Gleichung vorerst im Startpunkt ($x = 0$) betrachtet. Daraus resultiert $n = z$, da die anderen Terme den Wert Null annehmen. Am Ende der Flugbahn wird $z = 0$ (Formel 3-22).

$$\text{Gleichung am Ende der Flugbahn:} \quad z = 0 = i \cdot x^2 + k \cdot x + z \quad (3-22)$$

Von Gleichung (3-22) wird $k \cdot x + z$ subtrahiert und die neue Gleichung wird nach i aufgelöst (Formel 3-23).

$$\text{Auflösung nach } i: \quad i = \frac{-(k \cdot x + z)}{x^2} \quad (3-23)$$

Der Wert i wird in die Gleichung für die Mitte der Flugparabel ($x/2$) eingesetzt. Dort sollte z den Wert $z = z/2 + f$ annehmen. Es resultiert Formel (3-24).

Gleichung für Mitte der Flugbahn:
$$z = \frac{z}{2} + f = i \cdot \frac{x^2}{4} + k \cdot \frac{x}{2} + z \quad (3-24)$$

Der Quotient i aus Gleichung (3-23) wird in Gleichung (3-24) eingesetzt und diese wird nach k aufgelöst. Es resultiert Formel (3-25).

Auflösung nach k :
$$k = \frac{4 \cdot f - z}{x} \quad (3-25)$$

Der Quotient k wird in Gleichung (3-23) eingebaut und diese wird vereinfacht. Der Faktor i kann nun mit Formel (3-26) berechnet werden.

Auflösung nach i :
$$i = \frac{-4 \cdot f}{x^2} \quad (3-26)$$

Mit der Gleichung (3-21) lässt sich nun jede z -Koordinate der Flugparabel als Funktion der horizontalen Sprungweite x berechnen. Dazu müssen lediglich die Faktoren k , i und n entsprechend eingesetzt werden.

3.2 Abbremsvorgänge

Die allgemeinen Abbremsvorgänge bei Steinschlag können nicht mit herkömmlichen physikalischen Formeln berechnet werden. Zu unterschiedlich sind die Eigenschaften des Steines (Masse, Form, Dichte) sowie Rotation, Translationsgeschwindigkeit, Einfallswinkel und Bodeneigenschaften – alles Faktoren, die am Abbremsprozess beteiligt sind, aus dem ein Bremsweg und eine Abbremszeit des Steines resultieren. Um den Abbremsprozess möglichst einfach zu behandeln, können nur die wichtigsten Parameter in die theoretischen Betrachtungen einfließen. Es sind dies Masse, Geschwindigkeit, Bremsweg und -zeit.

Dieses Kapitel erläutert daher relativ einfache Abbremsvorgänge und es wird vorerst vorausgesetzt, dass diese in horizontaler Richtung erfolgen. Bei vertikalen Abbremsvorgängen muss, je nach Anforderungen an die Genauigkeit, die Erdbeschleunigung mitberücksichtigt werden, da diese mit zunehmender Abbremszeit die Resultate stärker beeinflusst. Bei effektiven vertikalen Abbremsvorgängen von Steinen in Böden sind die Abbremszeiten eher kurz. Beim Aufprall auf Strassen aus Asphalt werden diese noch kürzer und werden bei den Berechnungen nicht berücksichtigt (Abb. 3-7).

Kennwerte von Abbremsvorgängen

Die Abbremsvorgänge werden charakterisiert durch den Bremsweg p , die Bremszeit t und die maximale Verzögerung a_{max} , welche die Geschwindigkeit Δv auf den Wert Null reduziert. Diese Grunddaten sind notwendig, um zwei wichtige Kennwerte respektive Faktoren zu berechnen: den Verzögerungsfaktor f_d und den Wegfaktor f_p . Grundlage zur Berechnung des Verzögerungsfaktors bildet die mittlere Verzögerung a_{mt} gemäss Formel (3-27). Der Verzögerungsfaktor vergleicht die maximale Verzögerung mit der mittleren Verzögerung (Formel 3-28). In ähnlicher Weise wird der Wegfaktor berechnet: Er vergleicht den Bremsweg mit dem Weg, der in der Abbremszeit ohne Einwirkung zurückgelegt worden wäre (Formel 3-29).

Mittlere Verzögerung:
$$a_{mt} = \frac{\Delta v}{t} \quad (3-27)$$

Verzögerungsfaktor:
$$f_d = \frac{a_{max}}{a_{mt}} \quad (3-28)$$

Wegfaktor:
$$f_p = \frac{p}{v \cdot t} \quad (3-29)$$



Abb. 3-7: Dieser Block durchschlug die Palisadenwand aus Holz und blieb danach auf der schmalen Strasse liegen (Wilerwald, Gurnellen UR).

Die Multiplikation der beiden Faktoren f_d und f_p (Formel 3-30) ergibt nach der Umformung eine Beziehung zwischen maximaler Verzögerung, Geschwindigkeit und Bremsweg (Formel 3-31).

$$\text{Multiplikation von } f_d \text{ und } f_p: \quad f_d \cdot f_p = \frac{a_{\max} \cdot t}{v} \cdot \frac{p}{v \cdot t} = \frac{a_{\max} \cdot p}{v^2} \quad (3-30)$$

$$\text{Maximale Verzögerung:} \quad a_{\max} = \frac{\Delta v^2}{p} \cdot (f_d \cdot f_p) \quad (3-31)$$

Für die in den nachfolgenden Abschnitten beschriebenen theoretischen Abbremsvorgänge werden die Verzögerungs- und Wegfaktoren berechnet. Ausserdem wird gezeigt, welche Kombinationen von Faktoren bei einem effektiven Einschlag am ehesten zutreffen. So ist es möglich, bei einem Aufprall die wirkende Verzögerung abzuschätzen, obschon nur die Masse und die Geschwindigkeit eines Steines sowie sein Bremsweg bekannt sind.

Abbremsvorgang mit konstanter Verzögerung

Bei einem Abbremsvorgang mit konstanter Verzögerung sinkt die Geschwindigkeit v linear ab und die Verzögerung a_0 lässt sich mithilfe der Bremszeit berechnen (Formel 3-32). Der Verlauf der Geschwindigkeit v folgt einer Geraden (Formel 3-33), und der Bremsweg p berechnet sich als Funktion 2. Grades (Formel 3-34). Mathematisch korrekt müsste die Verzögerung ein negatives Vorzeichen aufweisen, wenn sich eine

Geschwindigkeit mit positivem Vorzeichen reduziert. Die Verzögerung wird hier aber entgegen der Richtung der Geschwindigkeit als positiv eingesetzt.

Verzögerung:
$$a_o = \pm \frac{\Delta v}{\Delta t} \quad (3-32)$$

Geschwindigkeit:
$$v = v_o + a_o \cdot t \quad (3-33)$$

Bremsweg:
$$p = p_o + v_o \cdot t + 0.5 \cdot a \cdot t^2 \quad (3-34)$$

Die Formel der Geschwindigkeit v beschreibt deren Verlauf in Abhängigkeit der Zeit t und der Anfangsgeschwindigkeit v_o . Dementsprechend beschreibt die Formel für den Bremsweg p dessen Verlauf mit Start bei einem Anfangswert von p_o . Dieser wird aber in den meisten Fällen auf Null gesetzt.

Als Beispiel wird eine Geschwindigkeit von 20 m/s innerhalb von 0,06 s abgebremst. Dabei werden der Anfangswert des Bremswegs p_o der Einfachheit halber auf Null gesetzt, obschon sie auch andere Werte annehmen können. Es resultiert eine konstante Verzögerung von 333 m/s² und ein Bremsweg von 0,6 m (Abb. 3-8).

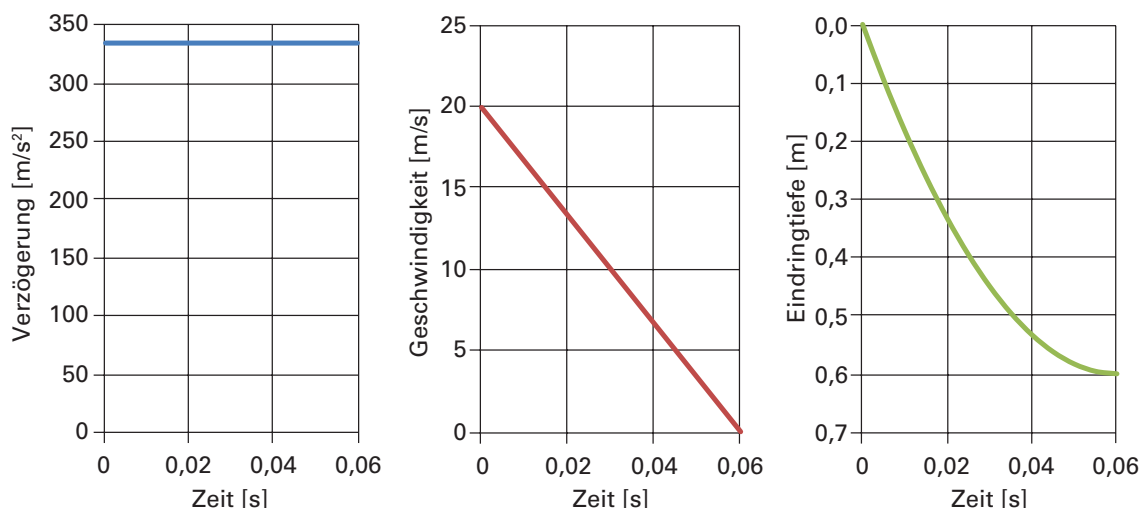


Abb. 3-8: Abbremsvorgang mit konstanter Verzögerung, linearem Verlauf der Geschwindigkeit und einer Funktion 2. Grades beim Bremsweg.

Abbremsvorgänge mit linearem Verlauf der Verzögerung

Bei Verzögerungen mit linearem Verlauf sind drei Haupttypen möglich: Der maximale Wert der Verzögerung a_{max} tritt entweder zu Beginn (volle Linie), in der Hälfte (gestrichelte Linie) oder am Ende (gepunktete Linie) der Bremszeit auf. Er könnte auch zu jeder anderen Zeit erscheinen, was hier aber nicht im Detail behandelt wird. Infolge der dreieckförmigen Verteilung der Verzögerung (Abb. 3-9) werden die Maximalwerte alle gleich hoch und zwar doppelt so gross wie bei einer konstanten Verzögerung. Entsprechend nehmen alle Verzögerungsfaktoren den Wert $f_d = 2,0$ an.

Die Berechnung der einzelnen Werte der Verzögerung a setzt voraus, dass die Änderung der Verzögerung (Verzögerungsrate b_o) bekannt ist. Diese berechnet sich mit der Formel (3-35). Sie kann positive oder negative Werte annehmen, je nachdem, ob

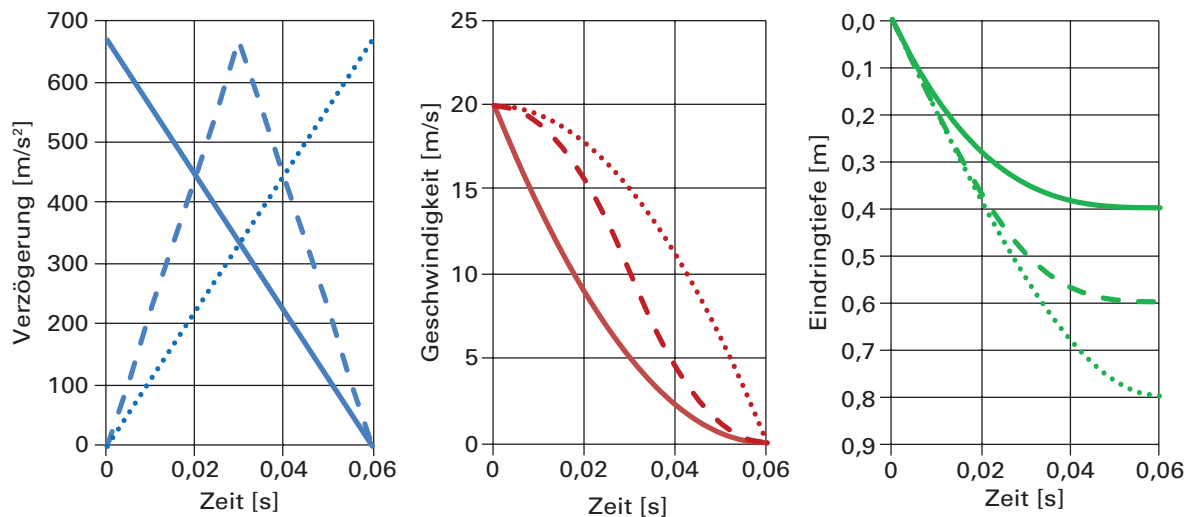


Abb. 3-9: Drei verschiedene Abbremsvorgänge (volle, gestrichelte und gepunktete Linie) mit linearen Verläufen der Verzögerung.

die Verzögerung zu- oder abnimmt (Formel 3-36). Mit Formel (3-37) lässt sich die Geschwindigkeit berechnen und dabei nimmt die Geschwindigkeit gemäss einer Funktion 2. Grades ab. Der Bremsweg verläuft dementsprechend mit einer Funktion 3. Grades (Formel 3-38).

Verzögerungsrate:
$$b_o = \pm \frac{a_{max}}{\Delta t} \quad (3-35)$$

Verzögerung:
$$a = a_o + b_o \cdot t \quad (3-36)$$

Geschwindigkeit:
$$v = v_o + a_o \cdot t + 0.5 \cdot b_o \cdot t^2 \quad (3-37)$$

Bremsweg:
$$p = p_o + v_o \cdot t + 0.5 \cdot a_o \cdot t^2 + \frac{1}{6} \cdot b_o \cdot t^3 \quad (3-38)$$

Da die Maximalwerte der Verzögerung zeitlich unterschiedlich liegen, ergeben sich andere Verläufe der Geschwindigkeiten und dementsprechend auch unterschiedliche Bremswege. Diese liegen beim Beispiel zwischen 0,4 und 0,8 m mit den entsprechenden Wegfaktoren von $f_p = 1/3$, $1/2$ und $2/3$.

Abbremsvorgang mit quadratischem Verlauf der Verzögerung

Bei der Berechnung eines quadratischen Verlaufs der Verzögerung können grundsätzlich zwei unterschiedliche Typen von Kurven auftreten: Nach oben gewölbte (konkave) und nach unten gewölbte (konvex). Soll bei beiden Typen die Geschwindigkeitsdifferenz Δv im gleichen Ausmass reduziert werden, muss die «Fläche» unter allen Kurven bezüglich einer Bremszeit gleich gross sein. Dies hat nun zur Folge, dass sich die maximalen Werte der Verzögerung unterscheiden. Bei den nach oben gewölbten Kurven ist die maximale Verzögerung nur halb so gross wie bei den nach unten gewölbten. Im Beispiel sind dies 500 m/s² bei den konkaven Kurven und 1000 m/s² bei den konvexen Kurven (Abb. 3-10).

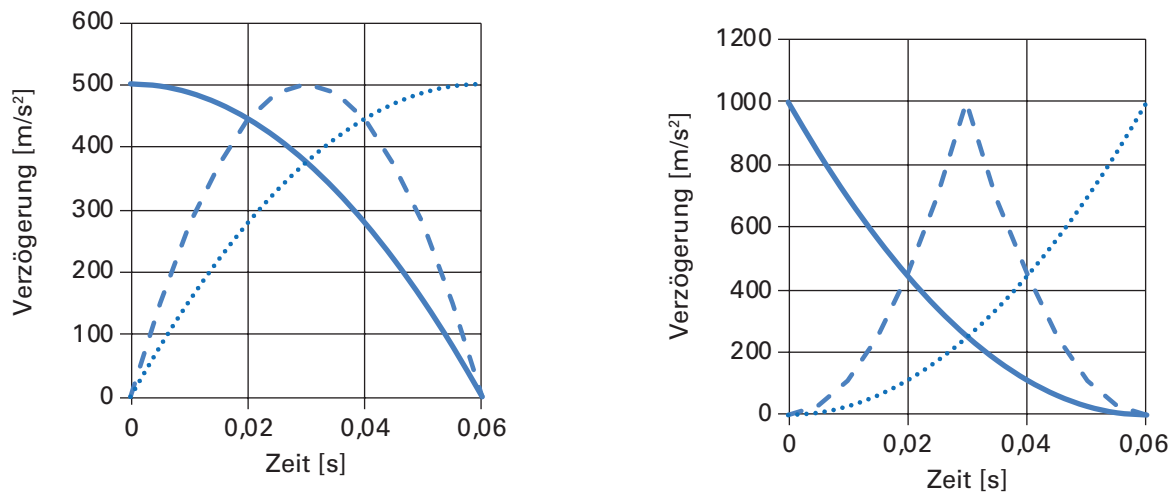


Abb. 3-10: Abbremsvorgänge mit unterschiedlichen quadratischen Verläufen der Verzögerung (konkave Kurven links, konvexe Kurven rechts).

Um den Verlauf der Verzögerungen zu berechnen, muss für beide Krümmungsarten mit dem Faktor c_o ein zusätzlicher Term in die Gleichungen eingeführt werden. Dieser Faktor c_o berücksichtigt die Änderung der Verzögerungsrate b bezüglich der Zeit und ist in Formel (3-39) dargestellt. Wie die Verzögerungsrate kann dieser Term positive oder negative Werte annehmen. Der Verlauf der Verzögerungsrate b berechnet sich mit Formel (3-40), sofern die Änderung der Verzögerung b_o bekannt ist respektive vorgängig berechnet wird. Zur Berechnung der Verzögerung a , der Geschwindigkeit v und des Bremsweges p werden die Formeln (3-41), (3-42) und (3-43) eingesetzt.

$$\text{Änderung der Verzögerungsrate:} \quad c_o = \pm \frac{\Delta b}{\Delta t} \quad (3-39)$$

$$\text{Verzögerungsrate:} \quad b = b_o + c_o \cdot t \quad (3-40)$$

$$\text{Verzögerung:} \quad a = a_o + b_o \cdot t + 0.5 \cdot c_o \cdot t^2 \quad (3-41)$$

$$\text{Geschwindigkeit:} \quad v = v_o + a_o \cdot t + 0.5 \cdot b_o \cdot t^2 + \frac{1}{6} \cdot c_o \cdot t^3 \quad (3-42)$$

$$\text{Bremsweg:} \quad p = p_o + v_o \cdot t + 0.5 \cdot a_o \cdot t^2 + \frac{1}{6} \cdot b_o \cdot t^3 + \frac{1}{24} \cdot c_o \cdot t^4 \quad (3-43)$$

Bei der Verzögerung mit einer konkaven Funktion 2. Grades treten Maximalwerte der Verzögerung a_{max} wieder entweder am Anfang (volle Linie), zur Hälfte (gestrichelte Linie) oder am Ende (gepunktete Linie) der Bremszeit auf (Abb. 3-11). Im vorliegenden Beispiel sind die Werte von a_{max} wiederum bei allen Fällen gleich hoch und zwar um 50% grösser als bei einer konstanten Verzögerung – die Verzögerungsfaktoren nehmen also den Wert $f_d = 1,5$ an. Da die Maximalwerte zu unterschiedlichen Zeiten auftreten, resultieren andere Geschwindigkeitsabnahmen und daher auch andere Bremswege. Die Eindringtiefen liegen zwischen 0,45 und 0,75 m. Diese Werte weisen dementsprechend Wegfaktoren von $f_p = 3/8$, $1/2$ und $5/8$ auf. Tritt die maximale Verzögerung zwischen den Zeitpunkten «Start», «Mitte» und «Ende» der Bremszeit auf, so resultieren Wegfaktoren, welche zwischen diesen drei Werten liegen.

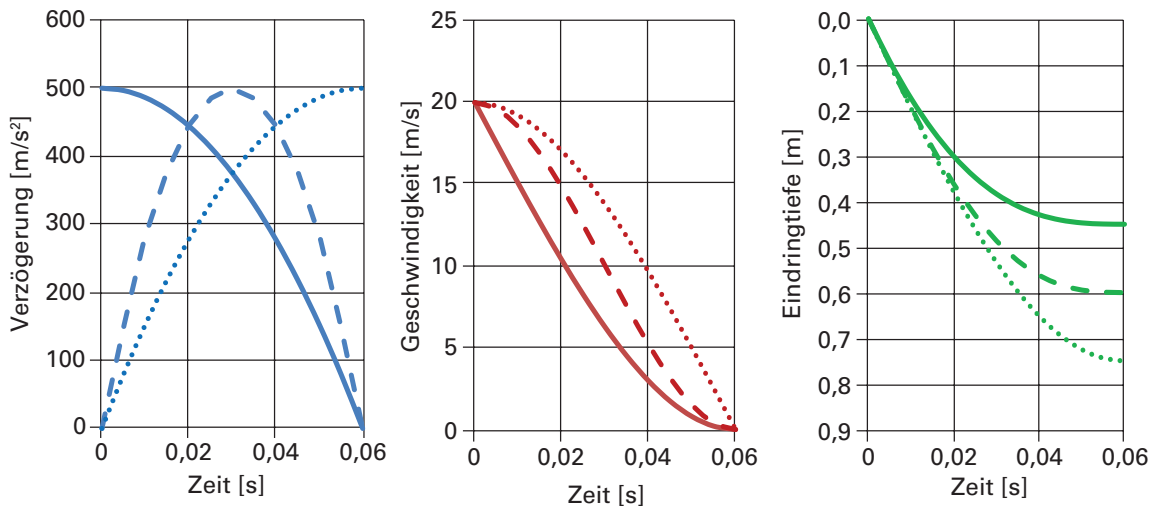


Abb. 3-11: Drei verschiedene Abbremsvorgänge (volle, gestrichelte und gepunktete Linie) mit konkaven Verläufen der Verzögerung.

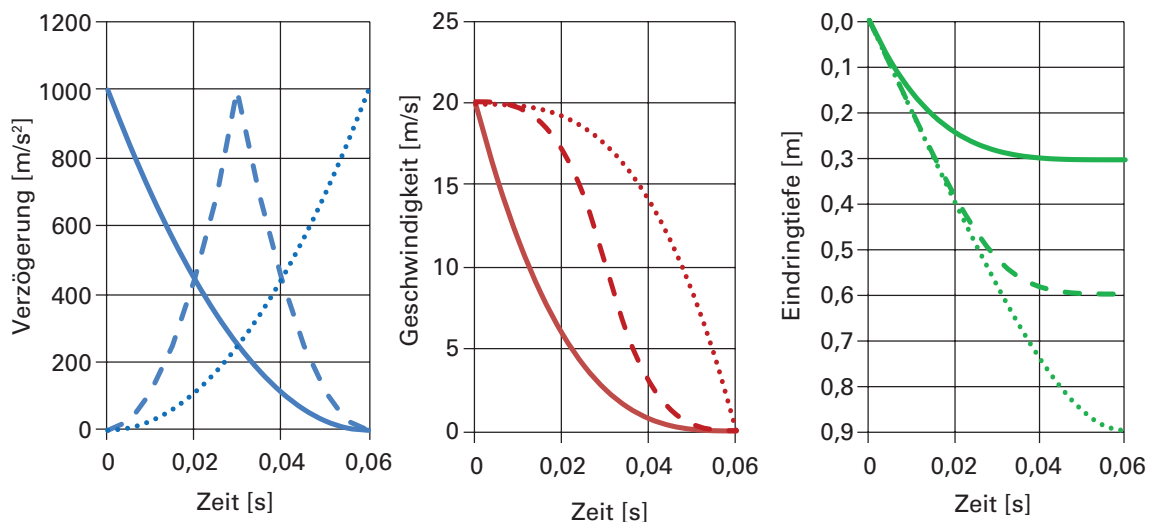


Abb. 3-12: Drei verschiedene Abbremsvorgänge (volle, gestrichelte und gepunktete Linien) mit konvexem Verlauf der Verzögerung.

Bei den Abbremsvorgängen mit konvexen Funktionen 2. Grades ändert sich vor allem die Grösse der maximalen Verzögerung (Abb. 3-12). Sie beträgt nun 1000 m/s² und ist doppelt so hoch wie diejenige mit konkaver Funktion, was einem Verzögerungsfaktor von $f_d = 3,0$ entspricht. Die Bremswege liegen zwischen 0,3 und 0,9 m, was Wegfaktoren von $f_s = 1/4$, $1/2$ und $3/4$ ergibt.

Zur Berechnung der einzelnen Kenngrössen werden wiederum die Funktionen (3-39) bis (3-43) verwendet, allerdings mit anderen Werten und Vorzeichen sowohl bei der Verzögerungsrate b_o als auch bei der Änderung der Verzögerungsrate c_o .

Zusammenstellung der Kennwerte

In der Zusammenstellung der Verzögerungs- und Wegfaktoren (Tab. 3-1) fällt auf, dass die Abbremsvorgänge mit maximalen Verzögerungen in der Mitte der Bremszeit immer Wegfaktoren von $f_p = 0,5$ ergeben. Dies entspricht dem Wegfaktor bei einem Abbremsvorgang mit einer konstanten Verzögerung. Liegt also die maximale Verzö-

gerung in der Mitte der Bremszeit und ist deren Verlauf zudem vor und nach dem Maximum (zeitlich) symmetrisch, so wird der Bremsweg immer einen Wert gemäss Formel (3-44) aufweisen.

Bremsweg:
$$p = 0.5 \cdot v \cdot t \quad (3-44)$$

Generell treten die maximalen Verzögerungen bei kleineren Wegfaktoren in der ersten Hälfte der Bremszeit auf und bei grösseren in der zweiten Hälfte. In den dargestellten Beispielen liegen die Werte der Verzögerungsfaktoren zwischen $f_d = 1$ und 3. Wird bei konvexem Verlauf der Verzögerungen mit Funktionen 3. Grades gerechnet, so erreichen die Verzögerungsfaktoren sogar einen Wert von 4 (Tab. 3-1).

Tab. 3-1: Verzögerungs- und Wegfaktoren bei horizontalen Abbremsvorgängen.

	Verzögerungs- faktor f_d	Wegfaktor f_p $a_{\max}$ bei Start Bremszeit	Wegfaktor f_p $a_{\max}$ in Mitte Bremszeit	Wegfaktor f_p $a_{\max}$ am Ende Bremszeit
Verzögerung				
konstant	1,0	0,5 = 1/2	0,50	0,5 = 1/2
quadratisch konkav	1,5	0,375 = 3/8	0,50	0,625 = 5/8
linear	2,0	0,333 = 1/3	0,50	0,666 = 2/3
quadratisch konvex	3,0	0,250 = 1/4	0,50	0,750 = 3/4
3. Grades konvex	4,0	0,200 = 1/5	0,50	0,800 = 4/5

Werden nun die beiden Faktoren f_d und f_p multipliziert, so ergeben sich unterschiedliche Resultate, die in einem weiten Bereich von 0,5 bis 3,2 liegen (Tab. 3-2). Dies hat zur Folge, dass auch die mit Formel (3-31) berechnete maximale Verzögerung in gleichem Bereich streut. Der weite Bereich bei den theoretischen Abbremsvorgängen tritt in der Praxis nicht auf. Bei Abbremsvorgängen von Steinen auf Bodenmaterial (Kap. 5) liegen die Produkte viel enger zusammen und streuen weniger.

Tab. 3-2: Multiplikation der Verzögerungs- und Wegfaktoren bei Abbremsvorgängen.

	Verzögerungs- faktor f_d	$f_d \cdot f_p$ Max. bei Start	$f_d \cdot f_p$ Max. in Mitte	$f_d \cdot f_p$ Max. am Ende
Verzögerung				
konstant	1,0	0,50	0,50	0,50
quadratisch konkav	1,5	0,56	0,75	0,94
linear	2,0	0,67	1,0	1,3
quadratisch konvex	3,0	0,75	1,5	2,2
3. Grades konvex	4,0	0,80	2,0	3,2

Einfluss der Erdbeschleunigung

Bei vertikalen Abbremsvorgängen wird die Erdbeschleunigung generell berücksichtigt, da sie Geschwindigkeit und Eindringtiefe respektive Bremsweg mit zunehmenden Bremszeiten immer stärker beeinflusst. Die Änderung der Geschwindigkeit während der Bremszeit lässt sich mit der bekannten Formel des freien Falles berechnen (Formel 3-1). Dabei ändert sich auch der Weg entsprechend der (Formel 3-2). Bei einer

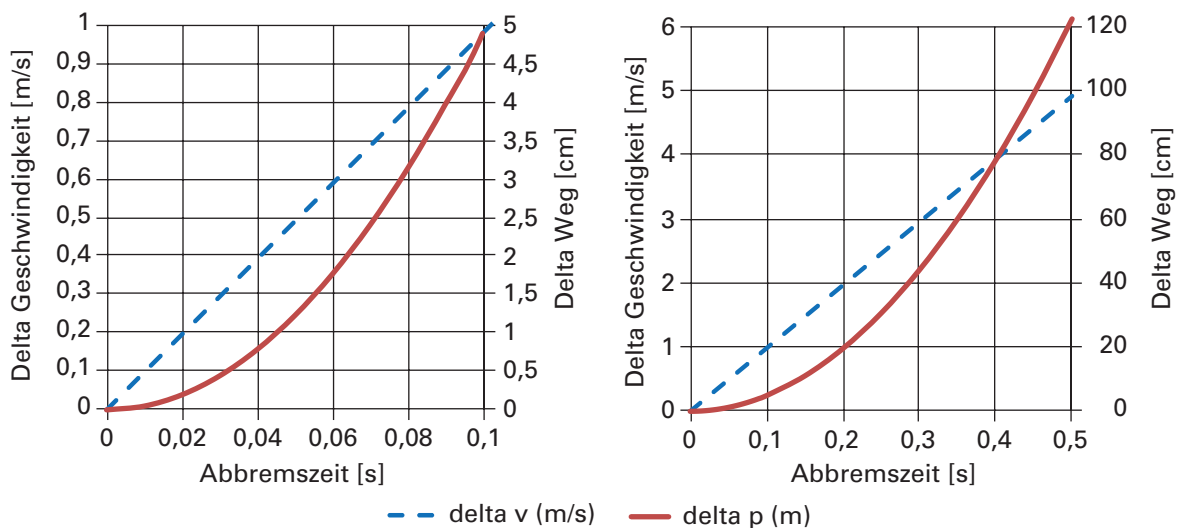


Abb. 3-13: Einfluss der Abbremszeit auf Geschwindigkeit und Weg.

Abbremszeit von 0,5 s (Stein im Schutznetz) würde die Geschwindigkeit um fast 5 m/s und der vertikale Weg um 1,2 m zunehmen (Abb. 3-13 rechts). Je nach Genauigkeitsanforderung an den Abbremsprozess kann auf die Erdbeschleunigung verzichtet werden, sofern die Bremszeiten entsprechend kurz sind. Wenn sich die Geschwindigkeit beispielsweise nur auf einen Meter pro Sekunde und der Bremsweg nicht genauer als auf 5 cm bestimmen lassen, muss bei einer Bremszeit von weniger als 0,1 s die Erdbeschleunigung nicht berücksichtigt werden (Abb. 3-13 links). Der Einfluss der Erdbeschleunigung ist in etwa gleich gross wie die Messungenauigkeit. Stimmen hingegen der Bremsweg zentimetergenau und die Geschwindigkeit auf 0,5 m/s, so darf die Erdbeschleunigung erst bei einer Bremszeit von weniger als 0,05 s vernachlässigt werden.

Faktoren horizontal vs. vertikal

Bei vertikalen Bremswegen und bei Abbremszeiten grösser als 50 bis 100 ms nehmen die maximalen Verzögerungen aufgrund der Erdbeschleunigung massgebend zu und die Bremswege verlängern sich. Zur Berechnung des vertikalen Wegfaktors f_{pz} wird wiederum der Bremsweg mit dem in der Bremszeit zurückgelegten vertikalen Weg ohne Einfluss des Abbremsvorganges verglichen (Formel 3-45). Dabei ist aus der Formel ersichtlich, dass dieser Faktor kleiner wird als der entsprechende in horizontaler Richtung.

Wegfaktor:
$$f_{pz} = \frac{p}{v \cdot t + 0.5 \cdot g \cdot t^2} \quad (3-45)$$

Um den vertikalen Verzögerungsfaktor f_{dz} zu berechnen, muss zuerst eine mittlere vertikale Verzögerung a_{mz} gemäss Formel (3-46) bestimmt werden. Diese berücksichtigt nun den Einfluss der Erdbeschleunigung.

Mittlere vertikale Verzögerung:
$$a_{mz} = a_{mt} + g \quad (3-46)$$

Der vertikale Verzögerungsfaktor f_{dz} vergleicht die beim Abbremsprozess aufgetretene Verzögerung a_{maz} mit der mittleren Verzögerung a_{mz} und wird mit Formel (3-47) berechnet.

Verzögerungsfaktor vertikal:
$$f_{dz} = \frac{a_{maz}}{a_{mz}} \quad (3-47)$$

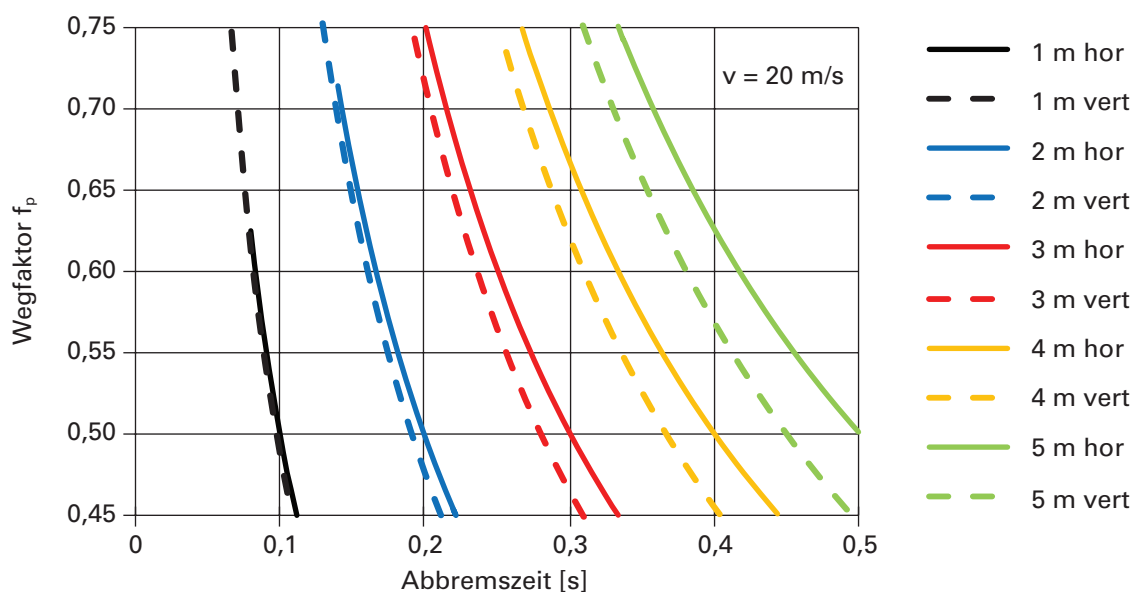


Abb. 3-14: Horizontale und vertikale Wegfaktoren bei Bremswegen von 1 bis 5 m (verschiedenfarbige Linien) und verschiedenen Bremszeiten (x-Achse).

Als Beispiel wird ein Stein mit einer Geschwindigkeit von 20 m/s mit einer konstanten Verzögerung auf Bremswegen von 1 bis 5 m gestoppt. Dabei werden die Bremszeiten für horizontale Wegfaktoren von 0,45 bis 0,75 s berechnet. In vertikaler Richtung werden für die gleichen Bremszeiten und Bremswege die vertikalen Wegfaktoren berechnet und mit den entsprechenden horizontalen Werten verglichen (Abb. 3-14). Die vertikalen Wegfaktoren sind vom effektiven Bremsweg unabhängig und zeigen für Bremszeiten von 0,1 bis 0,5 s Werte im Bereich von 89 bis 98 % der horizontalen Faktoren (Tab. 3-3).

Tab. 3-3: Vergleich der Wegfaktoren bei einer Reduktion der Geschwindigkeit von 20 m/s auf Null innerhalb von Bremswegen von 1 bis 5 m.

Bremsweg	Bremszeit (s)	Wegfaktor horizontal f_d	Wegfaktor vertikal f_{dz}	Quotient f_d/f_{dz}
1,0 m	0,1	0,500	0,488	0,98
2,0 m	0,2	0,500	0,477	0,95
3,0 m	0,2	0,750	0,715	0,95
3,0 m	0,3	0,500	0,466	0,93
4,0 m	0,3	0,667	0,621	0,93
4,0 m	0,4	0,500	0,455	0,91
5,0 m	0,5	0,500	0,445	0,89

3.3 Rotation

Bewegen sich Steine im Gelände, rotieren sie auch immer zu einem gewissen Grad, der naturgemäss verschieden grosse Werte annehmen kann. Ein grosse Rotation stellt sich beim Rollen ein, wobei die Rotationsenergie bis zu 40 % der Translationsenergie (Rotationsanteil bei Kugelform) betragen kann. Voraussetzung ist, dass der Stein ständig den Boden berührt und dieser Kontakt nicht durch einzelne Sprünge unterbrochen

wird. Sobald der Stein springt, sinkt mit zunehmender Länge der Sprünge das Verhältnis von Rotationsenergie zu Translationsenergie. Der Grund dafür ist, dass da die Rotation der Steine während der Flugphase mehr oder weniger konstant bleibt, die Translationsgeschwindigkeit auf der parabelförmigen Flugbahn jedoch infolge Erdbeschleunigung zunimmt.

Die Rotation berechnet sich beim Rollen relativ einfach, sofern Geschwindigkeit und Steingrösse bekannt sind. Als Grösse werden nicht die effektiven Abmessungen verwendet, sondern der aus Masse m und Dichte ρ eines Steines berechnete Radius r einer Ersatzkugel (Formel 3-48).

$$\text{Radius einer Ersatzkugel:} \quad r = \left(\frac{3 \cdot m}{4 \cdot \rho \cdot \pi} \right)^{\frac{1}{3}} \quad (3-48)$$

Mit dem Radius r der Ersatzkugel und der Translationsgeschwindigkeit v kann nun die Rotation berechnet werden (Formel 3-49).

$$\text{Rotationsgeschwindigkeit:} \quad \omega = \frac{v}{r} \quad (3-49)$$

Die Rotationsenergie errechnet sich mit Formel (3-50).

$$\text{Rotationsenergie:} \quad E_R = 0.5 \cdot J \cdot \omega^2 \quad (3-50)$$

Wobei J das Massenträgheitsmoment (kg m^2) nach Formel (3-51) ist.

$$\text{Massenträgheitsmoment:} \quad J = 0.4 \cdot m \cdot r^2 \quad (3-51)$$

Beschleunigung der Rotation

Sobald sich die Rotation eines Steines (oder dessen Ersatzkugel) um einen Betrag $\Delta\omega$ erhöht, liegt eine Beschleunigung vor. Massgebend für die Berechnung der Beschleunigung ist die Kontaktzeit, in der sich die Rotation ändert. Die einfachste Art eine Beschleunigung zu berechnen, erfolgt mit Formel (3-52), wobei die Beschleunigung a_{mr} konstant bleibt und die Rotation linear zunimmt (Formel 3-53). Die Drehung des Steines während dieser Zeit wird mit der Formel (3-54) berechnet und steigt mit einer Funktion 2. Grades an.

$$\text{Beschleunigung:} \quad a_{mr} = a_{or} = \frac{\Delta\omega}{\Delta t} \quad (3-52)$$

$$\text{Rotation:} \quad \omega = \omega_o + a_{or} \cdot t \quad (3-53)$$

$$\text{Drehung:} \quad d = d_o + \omega_o \cdot t + 0.5 \cdot a_{or} \cdot t^2 \quad (3-54)$$

Grundsätzlich sind dies die gleichen Funktionen wie beim Abbremsprozess (oder der Beschleunigung) mit konstanter Verzögerung. Besonders zu beachten sind wiederum die Vorzeichen der einzelnen Werte. Ausserdem stellt die Rotation eine Winkelgeschwindigkeit dar und die Drehung demzufolge den Betrag eines Winkels dar. Gerechnet wird ausschliesslich in Radiant (rad) und Sekunden, zur einfacheren Vorstellung wird in den Diagrammen jedoch Grad ($^\circ$) verwendet.

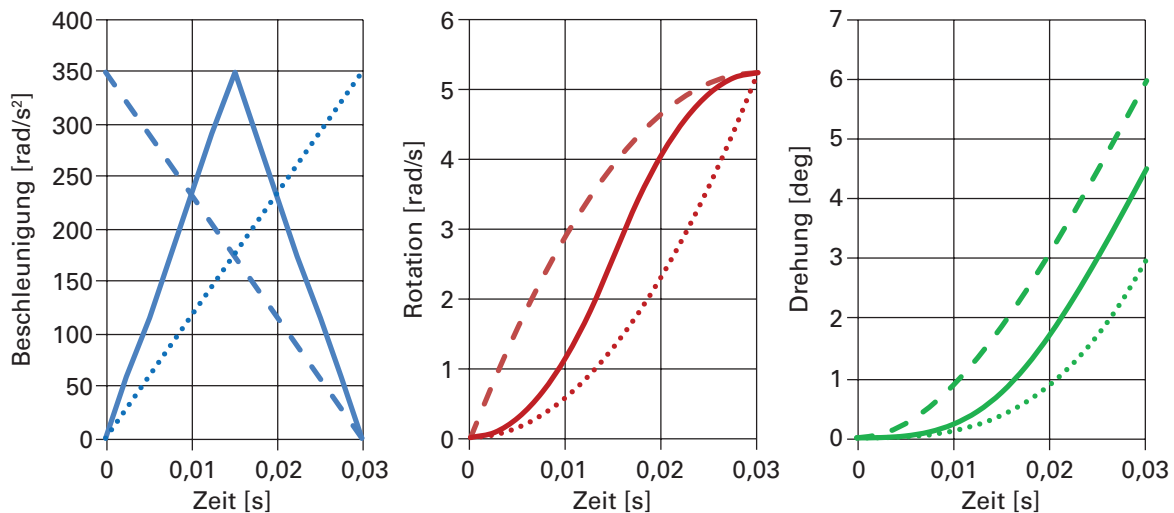


Abb. 3-15: Beschleunigung der Rotation von 0 auf 5,25 rad/s innerhalb von 0,03 s mit drei verschiedenen linearen Verläufen (volle, gestrichelte und gepunktete Linie).

In einem theoretischen Beispiel soll ein Stein eine Rotation von 300°/s (5,25 rad/s) innerhalb von 0,03 s erfahren. Dies ist möglich, wenn – wie oben beschrieben – mit einer konstanten Beschleunigung von $a_{mr} = 174,5 \text{ rad/s}^2$ gerechnet wird. Dabei wird der Stein um $d = 0,079 \text{ rad}$ respektive um einen Winkel von 4,5° gedreht.

Wird jedoch nicht mit einer konstanten Beschleunigung gerechnet, sondern mit einer linearen, so kann diese ansteigen, abfallen oder eine Kombination beider Möglichkeiten sein (Abb. 3-15 links). Diese drei verschiedenen Arten von Beschleunigung beeinflussen den Verlauf der Rotation und diese wiederum beeinflusst die Drehung. Beginnt die Beschleunigung bei Null ($a_o = 0$) und steigt bis zum Ende der Kontaktzeit auf den maximalen Wert an, so fällt die Drehung mit 3° gering aus (Abb. 3-15 rechts). Weist hingegen die Beschleunigung am Anfang der Kontaktzeit den maximalen Wert auf, so verdoppelt sich die Drehung auf 6°. Bei einem Maximum in der Mitte der Zeit liegt auch die Drehung mit 4,5° in der Mitte der beiden anderen Werte. Diese Drehung von 4,5° wird ebenfalls mit der konstanten Beschleunigung a_{mr} erreicht.

Der maximale Wert der Beschleunigung a_{mar} ist nun infolge des linearen Anstieges (oder Abfallens) doppelt so gross wie die konstante Beschleunigung und berechnet sich mit Formel (3-55). Um den Verlauf der Beschleunigung zu bestimmen, muss die Änderung der Beschleunigung b_{or} bekannt sein (Formel 3-56). Konsequenterweise wird nun ein Ansteigen der Beschleunigung mit einem positiven und das Abfallen derselben mit einem negativen Vorzeichen in die Berechnungen eingeführt. Die Beschleunigung steigt in der Folge an oder sinkt ab (Formel 3-57). Dementsprechend steigt die Rotation mehr oder weniger stark an (Formel 3-58), was sich auf die Drehung auswirkt (Formel 3-59).

Maximaler Wert der Beschleunigung:
$$a_{mar} = \frac{2 \cdot \Delta \omega}{\Delta t} \quad (3-55)$$

Änderung der Beschleunigung:
$$b_{or} = \mp \frac{a_{mar}}{\Delta t} \quad (3-56)$$

Beschleunigung:
$$a_r = a_{or} + b_{or} \cdot t \quad (3-57)$$

Rotation:
$$\omega = \omega_o + a_{or} \cdot t + 0.5 \cdot b_{or} \cdot t^2 \quad (3-58)$$

Drehung:
$$d = d_o + \omega_o \cdot t + 0.5 \cdot a_{or} \cdot t^2 + \frac{1}{6} \cdot b_{or} \cdot t^3 \quad (3-59)$$

Ergänzend zu den «nackten» Formeln folgen noch ein paar Erklärungen zu den Vorzeichen und Startwerten: Liegt die maximale Beschleunigung am Ende der Kontaktzeit (gepunktete Linie in Abbildung 3-15 links), so ist die Änderung der Beschleunigung b_{or} nur halb so gross, wie beim Vorgang mit Maximum in der Mitte der Kontaktzeit. Beim Vorgang mit Maximalwert am Anfang der Kontaktzeit (gestrichelte Linie in Abbildung 3-15 links) bleibt der Wert auch halb so gross, wird aber negativ in die Berechnungen eingeführt.

Verzögerung der Rotation

Die Verzögerung der Rotation berechnet sich mit den gleichen Formeln wie die Beschleunigung, nur dass mit umgekehrten Vorzeichen operiert wird. Mit negativen Vorzeichen nimmt die vorgegebene Rotation (im Beispiel 5,25 rad/s) in der Kontaktzeit (0,03 s) auf den Wert Null ab. Die grössten Unterschiede der verschiedenen Verzögerungspfade (volle, gepunktete und gestrichelte Linie) resultieren bei der Drehung. Da wirkt sich die linear ansteigende Verzögerung mit einer grossen Drehung von 6° aus, und aus der linear abfallenden Verzögerung ergibt sich eine kleine Drehung von 3°. Die Verzögerung mit maximalem Wert in der Mitte der Kontaktzeit bewirkt wiederum eine mittlere Drehung von 4,5° (Abb. 3-16).

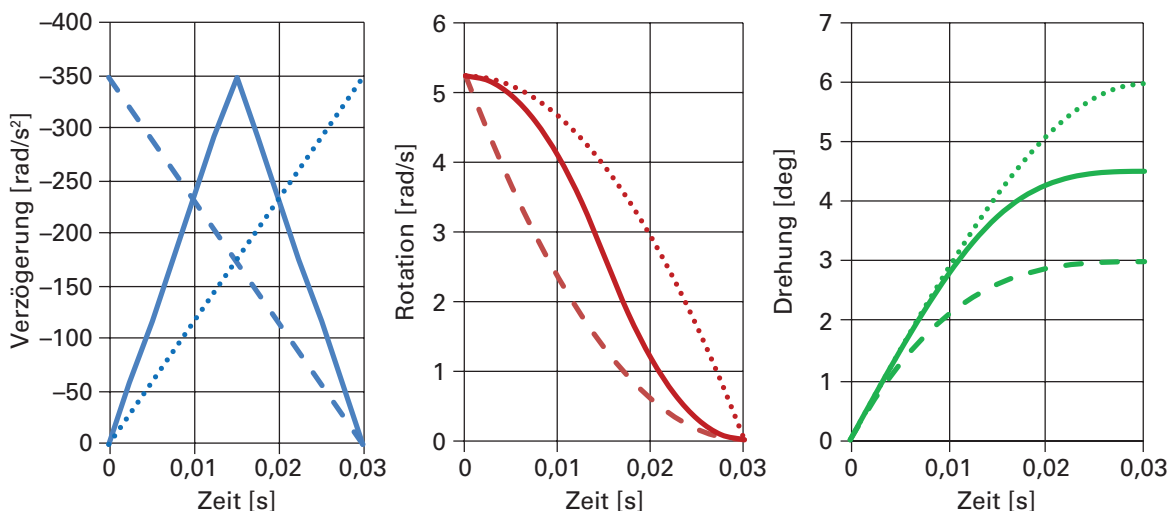


Abb. 3-16: Verzögerung der Rotation von 5,25 rad/s auf 0 innerhalb von 0,03 s mit drei verschiedenen linearen Verläufen (volle, gestrichelte und gepunktete Linie).

3.4 Videoaufnahmen

Videoaufnahmen mit hohen Bildraten lassen sich sehr vielseitig einsetzen, um Beschleunigungen und Verzögerungen im Detail zu analysieren. Einerseits geben solche Flugbahnen Auskunft über die Geschwindigkeiten, andererseits lassen sich aus veränderten Geschwindigkeiten auch die wirkenden Verzögerungen bestimmen. Dazu müssen allerdings die Geschwindigkeiten in einem relativ engen Wertebereich liegen und nur wenig streuen. Dies bedingt wiederum, dass der Schwerpunkt des beobachteten Steins genau ermittelt werden kann. Der Stein muss also gut sichtbar sein und auf den Videoaufnahmen scharfe Konturen aufweisen. Die Schärfe des sich bewegenden Steins ist abhängig von dessen Geschwindigkeit und der Belichtungszeit der Kamera; zwei Punkte, welche (z. B. bei Fallversuchen) optimal aufeinander abge-

stimmt sein sollten. Beispielsweise beträgt die Unschärfe auf einem sich mit 25 m/s bewegenden Stein bereits 2,0 cm bei einer Frequenz von 250 Bildern pro Sekunde und einer Verschlusszeit von 20 %. Werden höhere Anforderungen an die Aufnahmequalität gestellt, muss entweder die Bildfrequenz erhöht oder die Verschlusszeit verringert werden.

Um qualitativ gute Auswertungen zu erhalten, muss nicht nur die Bildgrösse den Anforderungen entsprechen, sondern noch eine Reihe anderer Kriterien erfüllt sein. Sehr wichtig ist zum Beispiel, dass der Bildmassstab korrekt berechnet wurde, was sich mithilfe der vertikalen Bewegung des Objektes im Bild überprüfen lässt. Diese Bewegung muss nämlich mit dem effektiven Wert der Erdbeschleunigung übereinstimmen. Ist dies der Fall, lassen sich aus den zeitlich hoch aufgelösten Bewegungen auch Verzögerungen und Beschleunigungen respektive die entsprechenden Kräfte herleiten.

Festlegung der Bildgrösse

Bei der Auswertung von Videoaufnahmen beeinflusst die gewählte Grösse des Bildes die Messfehler in deren Randbereichen. Diese Messfehler entstehen, da sich der beobachtete Stein in einer Ebene bewegt und nicht auf einer Kugeloberfläche. Ein Bildmassstab gilt streng genommen nur für einen konstanten Abstand (Radius) von der Kameraposition. Daher ist es wichtig, sich schon vor der Aufnahme Gedanken zu machen, wie genau sie ausgewertet werden sollte. Wird die Ausschnitthöhe so gewählt, dass diese gleich gross ist wie der Abstand der Kamera zum Stein, muss im oberen und unteren Randbereich mit einem Fehler von 12 % gerechnet werden (Abb. 3-17). Seitlich kann sich dieser Fehler (je nach Sensorgrösse) bis zu 15 % ausweiten. Ist der Fehler zu gross, muss der Bildausschnitt verkleinert werden. Bei einer Bildhöhe von 0,64 des Steinabstandes verkleinert sich der Fehler bereits auf 5 % und bei 0,4-facher Bildhöhe auf 2 %. Will man den Fehler auf 1 % begrenzen, so darf die Bildhöhe maximal 28 % des Abstandes zum Stein betragen. Bei diesen Berechnungen wird davon ausgegangen, dass sich der Stein rechtwinklig zur Beobachtungsachse bewegt und sich der Bildmassstab auf die Bildmitte bezieht.

Bestimmung des Bildmassstabes

Der Bildmassstab lässt sich gut berechnen, wenn die Messlatte im Versuchsaufbau möglichst zentral im Bild angeordnet wird und darauf mehrere, gleichmässige Unterteilungen erkennbar sind. Um den Bildmassstab auszuwerten, werden diese in ei-

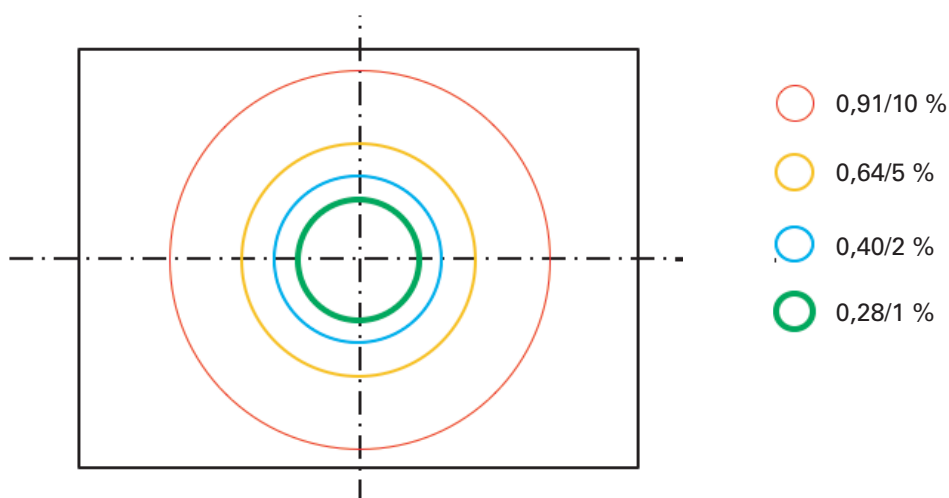


Abb. 3-17: Bildgrösse im Verhältnis zum Abstand zum Objekt (Farbe der Kreise) und der entsprechenden Fehlerquote im Randbereich des Kreisfeldes.

ner Reihe angeordneten Messmarken in Pixeln gemessen und protokolliert und den effektiven Metern zugeordnet (Tab. 3-4).

Tab. 3-4: Beispiel einer Messung in Pixeln und Bezug zu einer reellen Grösse.

Messpunkt (m)	0,0	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0	3,5	4,0	4,5	5,0
Pixel im Bild	370	407	444	480	514	553	587	624	660	698	733

Die Trendlinie stellt einen Mittelwert durch die gemessenen Punkte dar und ihre Steigung zeigt den Bildmassstab in der Lattenebene. Mithilfe dieser Linie können die einzelnen Messwerte überprüft werden. Dadurch lassen sich mögliche Tippfehler oder Fehlmessungen ausschliessen. Für die in Tabelle 3-4 protokollierten Wertepaare wurden die Differenzen der gemessenen und der gerechneten Punkte in Zentimeter umgerechnet und dargestellt. Fast alle Messpunkte befinden sich in einem guten Fehlerbereich von ± 2 cm (Abb. 3-18).

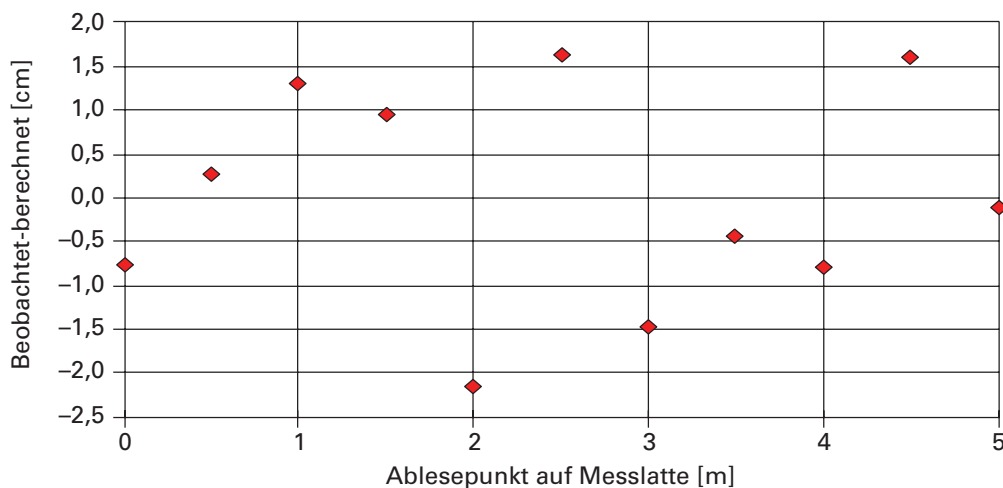


Abb. 3-18: Abweichung der beobachteten von den berechneten Messmarken aus Tabelle 3-4.

Ist der Bildmassstab in der Lattenebene bestimmt, kann er auch in der Ebene des Steins berechnet werden, sofern die Distanz von der Kamera zum Stein bekannt ist. Mit zunehmender Entfernung verkleinert sich die Anzahl Pixel pro Meter mit dem Quotienten der beiden Distanzen, bei abnehmender Entfernung vergrössert sie sich. Bewegt sich der Stein nicht rechtwinklig zur Beobachtungslinie, muss der Massstab nach der ersten Auswertung den entsprechenden Distanzen angepasst werden. Sind die Distanzen zum Stein nicht messbar, lässt sich der Bildmassstab auch über die vertikale Bewegung bestimmen.

Qualitätskontrolle des Bildmassstabes aus vertikaler Bewegung

Zur Beurteilung der Datenqualität werden die vertikalen Koordinaten in Funktion der Zeit dargestellt. Ein Tabellenkalkulationsprogramm berechnet ausserdem die Trendlinie 2. Grades und stellt deren Terme dar. Der Faktor beim quadratischen Term sollte den Wert $-4,905$ aufweisen, welcher der halben Erdbeschleunigung entspricht ($g = -9,81 \text{ m/s}^2$). Weicht der Wert von $-4,905$ ab, ist der Bildmassstab falsch berechnet und die Koordinaten sollten korrigiert werden. Beispielsweise bedeutet ein Faktor von $-4,7$, dass in der vorliegenden Parabel lediglich mit einer «Erdbeschleunigung» von $-9,4 \text{ m/}$

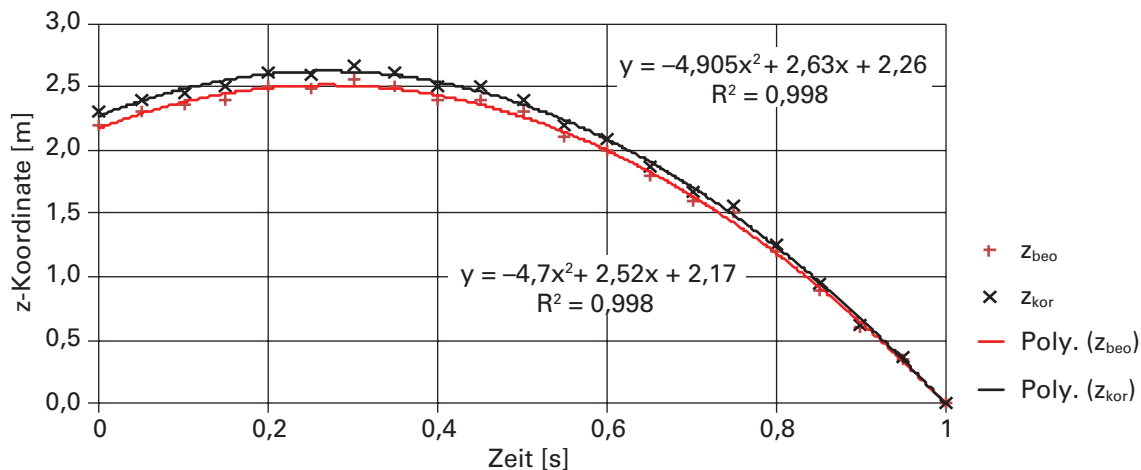


Abb. 3-19: Beispiel einer beobachteten Flugparabel (beo) und der um 4,4% korrigierten Koordinatenwerte (korr).

s^2 gerechnet wird. Die Koordinaten sollten daher im Beispiel um den in Formel (3-60) angegebenen Korrekturwert ($K = 1,044$) vergrößert werden (Abb. 3-19).

Korrekturwert der Koordinaten (Bsp.): $K = \frac{-4,905}{-4,7} = 1,044$ (3-60)

In der Funktion der Trendlinie mit den korrigierten Werten entspricht der Faktor des linearen Terms der vertikalen Startgeschwindigkeit (2,64 m/s), jedoch mit umgekehrten Vorzeichen, da das Bezugssystem in die entgegengesetzte Richtung orientiert ist.

Die Korrekturen der z-Koordinaten müssen selbstverständlich auch in x-Richtung gemacht werden. Zur Berechnung der Geschwindigkeit werden die korrigierten x-Werte in Funktion der Zeit dargestellt und die lineare Trendlinie berechnet. Die Steigung der Trendlinie entspricht der korrigierten, horizontalen Geschwindigkeit $v_x = 10,06$ m/s (Abb. 3-20).

Bildfrequenz und Rastergröße

Bei digitalen Highspeed-Videoaufnahmen sind die einzelnen Bilder in Pixel aufgeteilt. Entsprechend spielt bei der Auswertung der Aufzeichnungen die effektive Pixelgröße

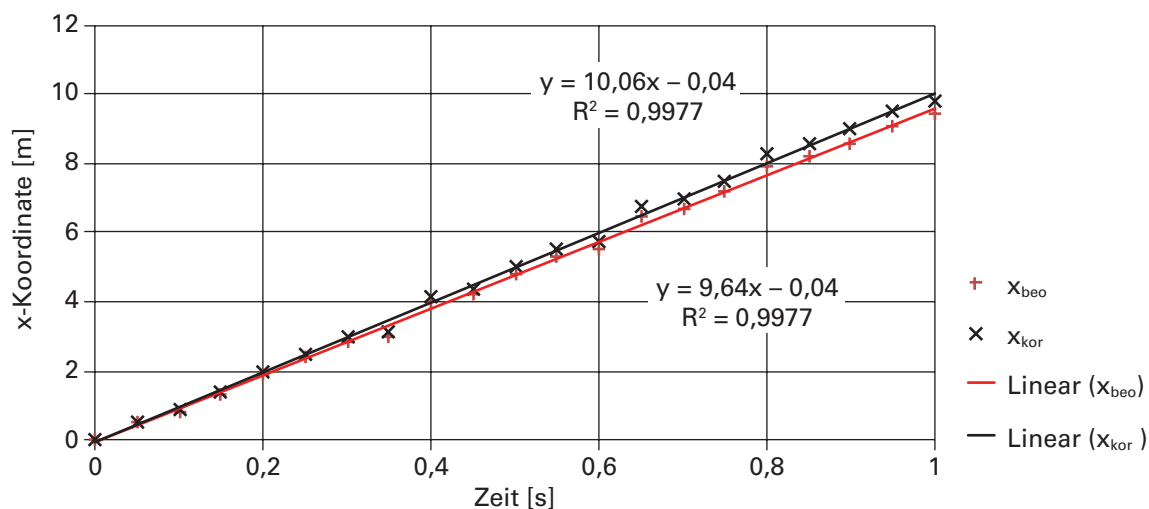


Abb. 3-20: Beobachtete (beob) und korrigierte (korr) Koordinatenwerte in horizontaler Richtung.

eine wichtige Rolle. Einzelne Auswerteprogramme geben das zu beobachtende Objekt nur in ganzen Pixelrastern wieder. Die Resultate einer Auswertung werden zwar in mehreren Nachkommastellen dargestellt, aber die Pixeldifferenzen sind immer die gleichen. Diese Differenz beeinflusst die Geschwindigkeiten sehr direkt, da diese auch in der entsprechenden Pixeldifferenz wiedergegeben werden. Beispielsweise muss bei einer Pixelgrösse von 2 cm nicht mit einer Frequenz von 500 Bildern pro Sekunde gefilmt werden, da die Geschwindigkeiten pro Bildfolge mit Unterschieden von ± 10 m/s angezeigt werden. Dies ist ein sehr ungenaues Resultat. Viel besser wäre bei diesen Verhältnissen eine Frequenz von 50 Bildern pro Sekunde, denn die Differenzen der Geschwindigkeiten würden sich so auf ± 1 m/s reduzieren. In Tabelle (3-5) sind die Geschwindigkeitsunterschiede für verschiedene Pixelgrössen und die entsprechenden Bildfrequenzen angegeben. Die Unterschiede lassen sich halbieren, wenn die Geschwindigkeiten über zwei Bilder berechnet werden. Noch besser ist es, ein Auswerteprogramm zu verwenden, das mit sogenannter Subpixelgenauigkeit arbeitet.

Tab. (3-5): Geschwindigkeitsunterschiede in (m/s) bei Einzelbildauswertung in Abhängigkeit von Bildfrequenz und Pixelgrösse.

Anzahl Bilder pro Sekunde	1000	500	250	100	50	25
Pixelgrösse 0,5 cm	± 5	$\pm 2,5$	$\pm 1,25$	$\pm 0,5$	$\pm 0,25$	$\pm 0,125$
Pixelgrösse 1 cm	± 10	± 5	$\pm 2,5$	± 1	$\pm 0,5$	$\pm 0,25$
Pixelgrösse 2 cm	± 20	± 10	± 5	± 2	± 1	$\pm 0,5$
Pixelgrösse 5 cm	± 50	± 25	$\pm 12,5$	± 5	$\pm 2,5$	$\pm 1,25$

Analyse von Abbremsvorgängen aus Videodaten

Werden Abbremsvorgänge gefilmt, lassen sich die wirkenden Kräfte bestimmen, sofern während der Abbremsphase keine anderen Faktoren den beobachteten Schwerpunkt der Masse stören. Beispielsweise lassen sich Bodenkontakte bei Steinschlag nicht analysieren, wenn beim Kontakt auch noch die Form des Steines die Bewegung seines Schwerpunkts beeinflusst. Der Stein rollt während des Abbremsens und der Schwerpunkt folgt dem momentan wirkenden Radius. Ideal zum Auswerten sind vertikale oder schiefe Abbremsvorgänge, beispielsweise in Schutznetzen oder anderen Materialien. Dabei sollte die Form des Steines möglichst würfel- oder kugelförmig sein (Abb. 3-21).

Bei den weiter vorne behandelten Abbremsvorgängen weisen die Schwerpunkte der Massen nach Ablauf der Bremszeit keine Verzögerung und keine Geschwindigkeit mehr auf. Dies bedeutet, dass eine Masse am Ende des Bremsweges stehenbleibt und sich von dort nicht mehr wegbewegt. Das steht im Widerspruch zu den realen Abbremsvorgängen, bei denen die Steine nach dem Abbremsen jeweils wieder zurück geschleudert werden. Für diese Beschleunigung der Steine braucht es eine Kraft, welche über die Bremszeit hinaus wirkt und die Steine auf eine bestimmte Geschwindigkeit beschleunigt. Dies geschieht während der Beschleunigungszeit und gleichzeitig wird auch ein bestimmter Weg zurückgelegt. Am Schluss der Beschleunigung nimmt die wirkende Kraft den Wert Null an.

Die zeitlichen Pfade der Verzögerung sind während der Abbremszeit zu unterschiedlich, als dass sich die allgemeinen Abbremsvorgänge bei Steinschlag mit herkömmlichen physikalischen Formeln berechnen liessen. Um Abbremsvorgänge zu beurteilen und Verzögerungen zu bestimmen, müssen nachfolgende Grundlagen bekannt sein:

- Geschwindigkeit und Lage bei erstem Kontakt (Beginn der Verzögerung)
- Richtung der Geschwindigkeit (horizontal, vertikal oder schief)
- Abbremszeit (bis $v = 0$ m/s)



Abb. 3-21: Ein Wurfkörper mit einer Masse von 2400 kg liegt nach dem Abbremsvorgang im Schutznetz (Versuchsanlage Lochezen, Walenstadt SG).

- Abbremsweg (bis $v = 0$ m/s)
- Zeit bis Ende des Kontaktes (Ende der Verzögerung)
- Weg bis Ende des Kontaktes
- Geschwindigkeit am Ende des Kontaktes
- Richtung der Geschwindigkeit (horizontal, vertikal oder schief)

Grundsätzlich lässt sich ein Abbremsvorgang vertikal und horizontal getrennt berechnen (wie im vorangegangenen Abschnitt beschrieben). Dort wurden mit vorgegebenen zeitlichen Verzögerungspfaden die Geschwindigkeiten und Auswirkungen auf den Weg berechnet. Bei reellen Abbremsvorgängen muss aus den beobachteten Bewegungen zunächst auf die Geschwindigkeit geschlossen werden. Erst dann lassen sich die wirkenden Verzögerungen bestimmen. Infolge der ungenauen (oft stark streuenden) Bewegungsdaten erfolgt dies nicht, wie bei Funktionen sonst üblich, mit einer Differenzialrechnung sondern mit partiell festgelegten Verzögerungswerten.

Bestimmung der Randbedingungen

Die im vorangegangenen Abschnitt genannten Grundlagen werden in zwei Gruppen eingeteilt: In Daten über den Abbremsvorgang selber sowie in Daten, die vor und nach dem Vorgang herrschen. Bei der Analyse des Abbremsvorganges müssen diese Grunddaten eingehalten werden. Es genügt nicht, dass «nur» Bremsweg und Bremszeit übereinstimmen. Am Ende der Kontaktzeit sollten auch Geschwindigkeit und der zu diesem Zeitpunkt zurückgelegte Weg durch die Berechnungen verifiziert werden. Bei Videoaufnahmen von Abbremsvorgängen müssen deshalb genügend Bilder vor und nach dem Abbremsvorgang vorhanden sein, um diese Randbedingungen zu er-

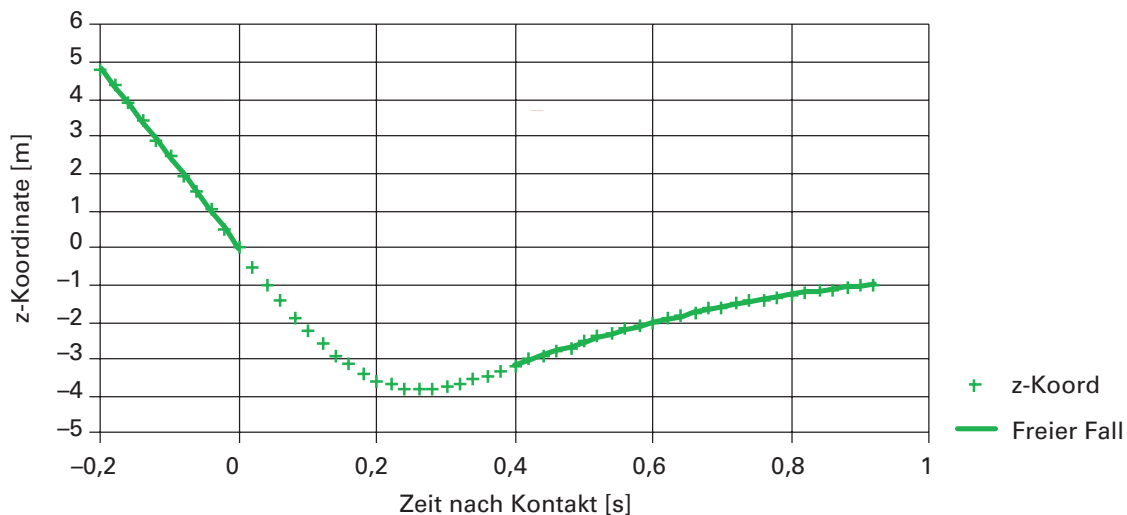


Abb. 3-22: Abbremsvorgang vertikal mit einer Kontaktzeit von 0,4 s, einer Bremszeit von 0,26 s und einem Bremsweg von 3,8 m.

mitteln. So sollte zum Beispiel bei einem vertikalen Abbremsvorgang vor dem ersten Kontakt mindestens 0,1 bis 0,15 s freier Fall mitgefilmt und nach dem Kontakt etwa 0,3 bis 0,5 s lang weitergefilmt werden. Mit diesen Informationen über die Bewegung des Steines im freien Fall lassen sich die Geschwindigkeiten mit genügender Genauigkeit bestimmen.

Zur Illustration dient ein Abbremsvorgang in einem Netz mit einer Kontaktzeit von 0,4 s, einer Bremszeit von 0,26 s und einem Bremsweg von 3,8 m (Abb. 3-22). Nach dem Abbremsen des Wurfkörpers wird dieser innerhalb von 0,14 s und einer Strecke von 0,6 m (Koordinate 3,2 m) nach oben beschleunigt.

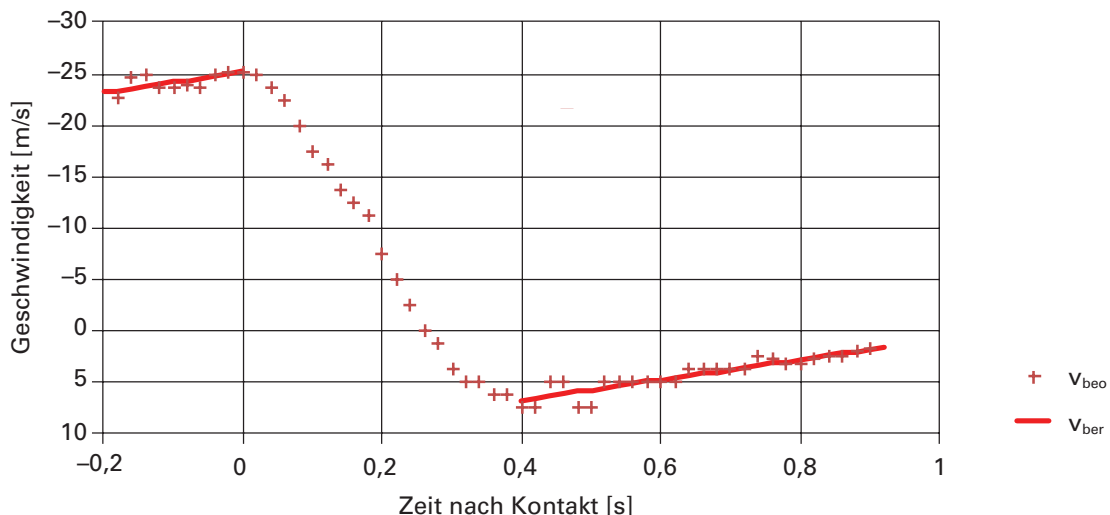


Abb. 3-23: Momentane Geschwindigkeiten v_{beo} während eines Abbremsvorgangs und linear berechnete Werte v_{ber} aufgrund der Erdbeschleunigung.

Zur Bestimmung der Geschwindigkeit werden mit Hilfe der z-Koordinaten die momentanen Geschwindigkeiten v_{beo} berechnet. Diese sind abhängig von der Genauigkeit der gemessenen Koordinaten, und die Werte streuen in einem gewissen Bereich. Um nun die Randbedingungen für den Abbremsvorgang festzulegen, sollten Werte

verwendet werden, die mindestens ein Zeitintervall von 0,1 s andauern. Ansonsten lässt sich der Einfluss der Erdbeschleunigung nicht genügend genau ermitteln. Im Beispiel aus Abbildung 3-22 beträgt die Geschwindigkeit v_{beo} vor dem Abbremsen 25,2 m/s, bestimmt während eines Zeitintervalls von 0,2 s vor dem Netzkontakt. Nach dem Kontakt liegt v_{beo} bei 6,7 m/s, resultierend aus Daten des Zeitintervalls von 0,4 bis 0,9 (Abb. 3-23).

Bestimmung der Verzögerungen

Der Verlauf der Verzögerung lässt sich nicht mit einer Funktion beschreiben; er wird schrittweise festgelegt, indem der Abbremsvorgang in etwa 20 einzelne Intervalle eingeteilt wird. Pro Intervall (meist 0,02 s) werden die Verzögerungen bestimmt und als linear steigend beziehungsweise fallend betrachtet. Diese Werte werden mit der Dauer des Zeitintervalls multipliziert, und es wird berechnet, wie sie sich auf die Geschwindigkeit und den beobachteten Weg auswirken. Die berechneten Werte sollten ungefähr mit den beobachteten übereinstimmen. Mithilfe dieser zweifachen partiellen Integration ist es möglich, die Randbedingungen einzuhalten und den Verlauf der Verzögerung schrittweise zu ermitteln (Abb. 3-24).

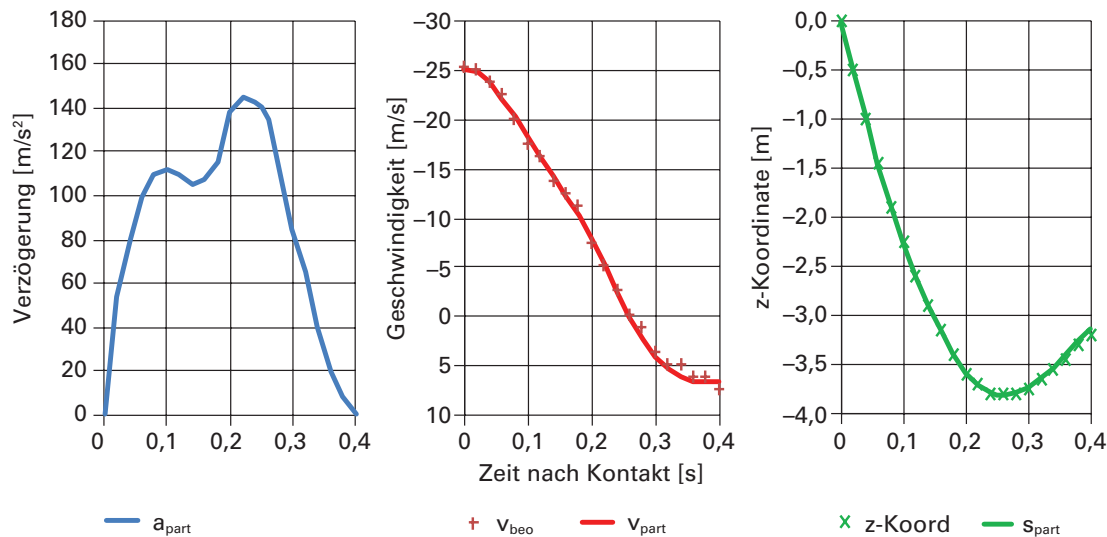


Abb. 3-24: Angenommene Verzögerungswerte a_{part} (links) und Auswirkung auf Geschwindigkeitswerte v_{part} (Mitte) und Weg s_{part} (rechts).

4 Analyse von Ereignissen

Die Analyse von Steinschlagereignissen verbessert das Prozessverständnis, und die Erkenntnisse daraus unterstützen eine qualitativ gute Gefahrenkartierung. Massgebend sind vor allem die Geschwindigkeiten von Steinen, da diese die Berechnung der kinetischen Energie entscheidend beeinflussen. Um Geschwindigkeiten zu bestimmen, können Einschlagspuren auf der Bodenoberfläche vermessen werden. Bei solchen Messungen fehlt jedoch generell die Information über den zeitlichen Ablauf. Sind Spuren an Bäumen erkennbar und kann daraus die Sprunghöhe abgeleitet werden und es lässt sich die Sprungzeit für die entsprechende Flugparabel herleiten. Bei fehlenden Daten über die Sprunghöhe kann diese auch aus der schiefen Sprungweite geschätzt werden. Daraus lässt sich bestimmen, wie die Sprunghöhe die Geschwindigkeiten beeinflusst.

Um Ereignisse zu analysieren, können Steine auch künstlich ausgelöst und deren Bewegungen gefilmt werden. Allerdings müssen dabei weitere (geometrische) Daten erfasst werden, zum Beispiel die Distanz zum Stein und zur Referenz-Messlatte. Fehlt einer dieser beiden Werte, lässt sich kein zuverlässiger Bildmassstab ermitteln, und die Geschwindigkeiten sind mit einem Fehler behaftet.

In diesem Kapitel werden Methoden zur Herstellung von qualitativ hochstehenden Filmaufnahmen und zur Fehlerdeklaration vorgestellt. Zusätzlich wird präsentiert, wie sich mit neuen Messmethoden Steinschlagprozesse analysieren lassen. Mit einem speziell dafür entwickelten Sensor können sowohl Verzögerungen als auch Rotationen von Steinen gemessen werden. Die Resultate geben einen sehr detaillierten Einblick in die Steinschlagdynamik. Sie zeigen aber auch die Grenzen des Sensors auf. Ein besonderes Augenmerk wird auf die Überprüfung der Messdaten gelegt. Diese müssen vor Beginn der Auswertung zwingend auf ihre Qualität und Plausibilität hin überprüft werden.

4.1 Spurenanalyse aus Felddaten

Bei den meisten Steinschlagereignissen stürzen mehrere Steine gemeinsam oder kurz nacheinander ab. Dabei entstehen am Boden und an Bäumen Kontaktsuren, die sich meist nicht einzelnen Steinen zuordnen lassen. Erst in der Ablagerungszone lassen sich beispielsweise die Vertiefungen im Boden eindeutig einem einzelnen Stein zuordnen. Bevor man die Spuren vermessen kann, sollten die drei Hauptachsen des abgelagerten Steins bestimmt werden. Die Form des Steines wird je im Seiten- und im Grundriss skizziert, und die Koordinaten des Ablagerungsorts werden festgehalten. Anschliessend werden die Kontaktstellen vom abgelagerten Stein aus gegen die Sturzrichtung vermessen und es wird notiert, ob es sich dabei um Rollspuren, einzelne Sprünge oder Zwischenpunkte handelt. Dabei wird auch die Richtung (Azimut) zwischen den Kontaktstellen bestimmt. Um fehlerhafte Einträge in den Protokollen zu vermeiden, sollten sowohl Neigung wie auch Richtung vor- und rückwärts gerichtet kontrolliert werden. Spuren an Baumstämmen oder Ästen weisen auf die Sprunghöhen hin. Bei den Bodenkontakten werden Länge, Breite, Tiefe und Längsneigung der Spur vermessen. Bei längeren Kontaktsuren, die grösser als der halbe Umfang des Steines sind, kann zwischen dem Absprungpunkt und dem Einschlagpunkt unterschieden werden.

Die Spurenaufnahme mit GPS-Empfängern kann in steilen, bewaldeten Bergflanken zu Schwierigkeiten führen. Meist dauert eine genaue Messung der einzelnen Punkte relativ lange. Skizzen der einzelnen Spuren, Notizen und Fotos helfen, die Messungen im Büro bei der Bereinigung korrekt zuzuordnen.

Werden die Spuren mittels Drohnen aufgenommen, so ergeben sich lediglich Bilder der sichtbaren Oberfläche. Sich bewegende Äste und nahe stehende Bäume verhin-

dern vielfach einen guten Einblick. Auch hier sind zusätzliche Skizzen, einzelne Handmessungen und Notizen unabdingbar.

Um die Geschwindigkeiten rückzurechnen, sind hauptsächlich die schiefen Sprungweiten und die Neigung zwischen den Kontaktstellen massgebend.

Geschwindigkeiten bei einzelnen Sprüngen

Mit den Daten über die schiefen Sprungweiten und den Neigungen zwischen den Bodenkontakten werden zunächst die horizontalen und vertikalen Sprungweiten mit den Formeln (3-6) und (3-7) berechnet. Um die Startgeschwindigkeiten mit den Formeln (3-14) und (3-15) zu ermitteln, wird zusätzlich die maximale Sprunghöhe benötigt. Diese beeinflusst die Geschwindigkeiten sehr direkt, da sich die Sprungzeit aus der Sprunghöhe mit Formel (3-13) berechnet. Hohe Geschwindigkeiten treten bei flachen Sprüngen und kleinere Geschwindigkeiten bei höheren Sprüngen auf.

Als Beispiel werden an einer Flugbahn mit 16 m horizontaler und 12 m vertikaler Sprungweite (schräge/schiefe Sprungweite 20 m) Sprunghöhen von 2 m, 2,5 m und 3 m angenommen. Bei den drei Sprunghöhen treten Sprungzeiten zwischen 1,28 und 1,56 s auf und es resultieren beim Start horizontale Geschwindigkeiten von 10,2 bis 12,5 m/s und vertikale Geschwindigkeiten von 0 bis 3,1 m/s (nach unten). Die absoluten Geschwindigkeiten am Start liegen zwischen 10,2 und 12,9 m/s und am Ende der Flugbahn betragen sie 18,4 bis 20,1 m/s (Tab. 4-1).

Tab. 4-1: Geschwindigkeiten bei unterschiedlichen Sprunghöhen und einer schiefen/schrägen Sprungweite von 20 m.

Sprungweite schräg (m)	20	20	20
Neigung (°)	36,9	36,9	36,9
Sprunghöhe (m)	2,0	2,5	3,0
Sprungzeit (s)	1,28	1,43	1,56
Sprunghöhe/Sprungweite (l)	1/10	1/8	1/6,7
Geschwindigkeit horizontal (m/s)	12,5	11,2	10,2
Geschw. vertikal Start (m/s)	3,1	1,4	0,0
Geschw. vertikal Ende (m/s)	15,7	15,4	15,3
Geschw. absolut Start (m/s)	12,9	11,3	10,2
Geschw. absolut Ende (m/s)	20,1	19,1	18,4

Fazit dieser Berechnungen ist, dass die Endgeschwindigkeiten in einem kleinen Bereich streuen und dass hauptsächlich die schiefe Sprungweite für die Geschwindigkeit massgebend ist und weniger die Sprunghöhe. Es fällt auch auf, dass die Streuung der Startgeschwindigkeiten fast doppelt so gross ist wie diejenige der Endgeschwindigkeiten.

Neigungen bei Flugbahnen

Um die Neigung bei parabelförmigen Flugbahnen zu berechnen, kann die vertikale mit der horizontalen Geschwindigkeit verglichen werden. Der Quotient dieser beiden Werte entspricht dem Tangens der jeweiligen Flugbahnneigung. Wichtig ist die Flugbahnneigung vor allem in der Startphase. Hier gilt es vor allem bei fast horizontalen Absprüngen zu kontrollieren, ob der Stein nach unten oder nach oben wegfliet respektive ob die vertikale Startgeschwindigkeit ein positives oder negatives Vorzeichen hat. Dies kann mit Formel (3-12) kontrolliert werden.

Im Beispiel mit einer Sprunghöhe von 2,5 m (Tab. 4-1) ist der Wert positiv; somit startet die Flugbahn nach unten mit 3,1 m/s. Bei einer horizontalen Startgeschwindigkeit von 12,5 m/s entspricht dies einer Flugbahnneigung von 7,1°. Bis zum Ende der Flugbahn vergrössert sich diese Neigung auf einen Wert von 54,0° (Abb. 4-1).

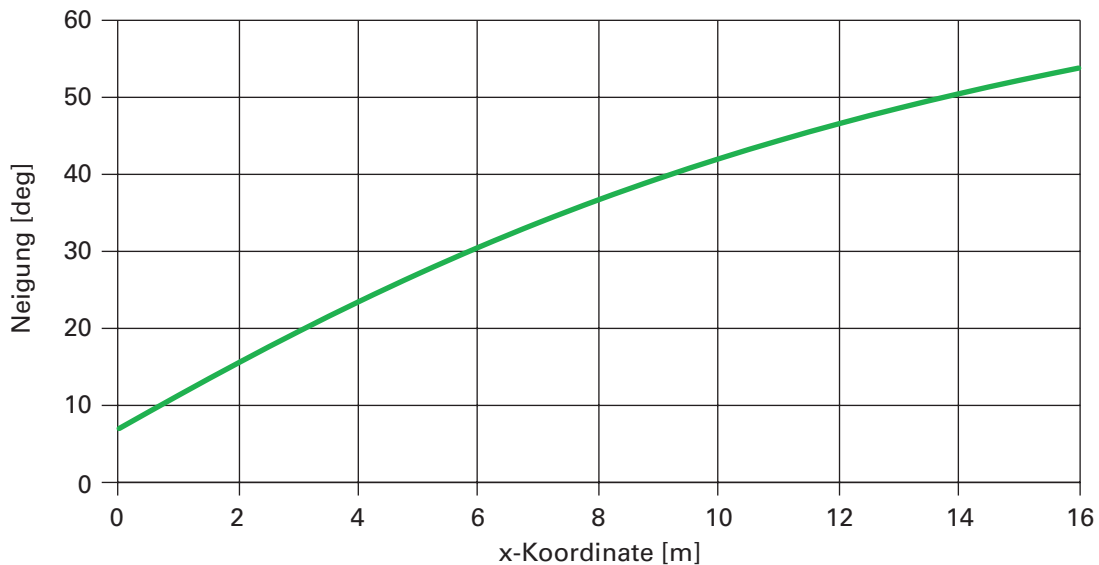


Abb. 4-1: Neigungen der Flugparabel aus Tabelle 4-1 mit 2,5 m Sprunghöhe.

4.2 Beispiele von Spurenanalysen

In den nachfolgenden vier Beispielen wird gezeigt, wie aus Feldmessungen Sprungweiten, Geschwindigkeiten und Energien verifiziert oder berechnet werden können. Das erste Beispiel zeigt, wie sich ein Energieverlust bei Bodenkontakten bestimmen lässt, wenn die beiden dazugehörigen Sprungweiten bekannt sind. Im zweiten Beispiel wird die Geschwindigkeit bei einem Sprung über eine Felswand verifiziert, da sich die Resultate aus zwei verschiedenen Simulationsprogrammen unterscheiden. Im dritten Beispiel wird das Rollen eines grossen Blockes (35 m³) analysiert und es wird gezeigt, wie viel Widerstand der Boden dabei leistet. Das vierte Beispiel untersucht die Folgen eines Felssturzes in ein Flussbett mit Schäden und Spuren bis in 200 m Entfernung.

Beispiel 1: Gurtellen (UR)

Am 29. April 2003 um 18:30 Uhr stürzte ein Felsblock auf die Lawinengalerie «Ripplis-tal» der Autobahn A2 bei Gurtellen (UR). Er durchschlug die Galerie über der Fahrspur Richtung Süden und sprang dann über die Kantonsstrasse und die angrenzende Wiese bis in die Reuss. Der dort abgelagerte Block wies Abmessungen von 2,5 m × 2,5 m × 4,5 m auf. Das entspricht einem Volumen von 20 m³ und einer Masse von etwa 50000 kg. Die Spurenanalyse zeigte oberhalb der Galerie sehr weite Sprünge von 50 bis 80 m und unterhalb noch solche von 10 bis 15 m. Vom Rollen auf der Wiese waren die Bodenkontaktpuren bei der Feldaufnahme noch mit kleinen Unterbrüchen vorhanden (Abb. 4-2).

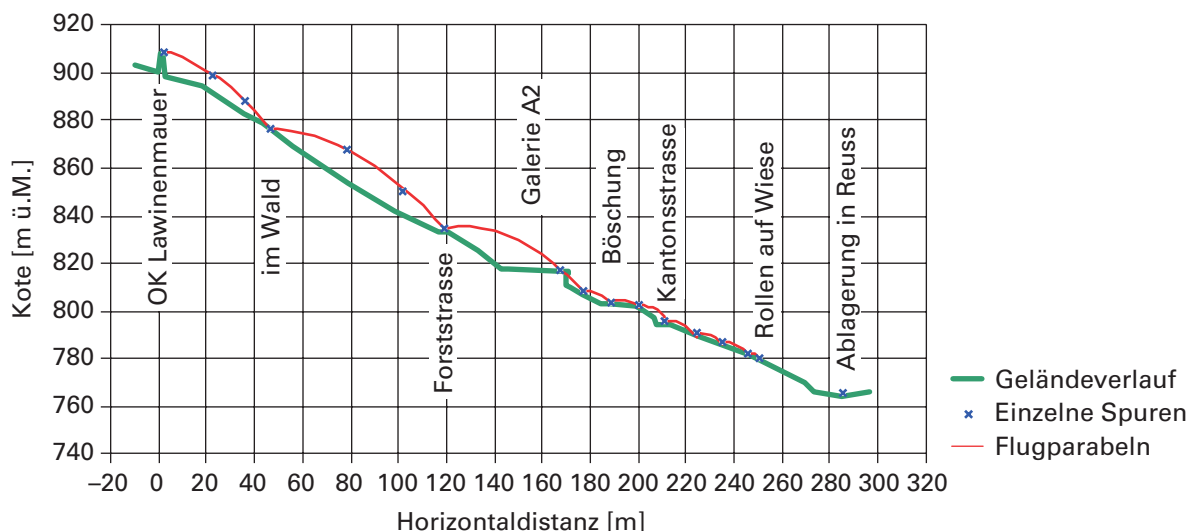


Abb. 4-2: Flugbahn des Blockes mit Sprungweiten von 10 bis 80 m.

Die schräge Sprungweite oberhalb der Lawinenmauer auf Kote 900 m ü. M. konnte mit etwa 110 m nur geschätzt werden, da eine Begehung der stark geneigten Felswand zu umständlich und gefährlich war. Als Sprunghöhe wurden 12 m angenommen. Aus diesen beiden Werten und der Neigung der Felsböschung von etwa 45° resultierte eine Aufprallgeschwindigkeit v_e des Felsblockes von etwa 45 m/s. Durch den Aufprall auf die Lawinenmauer reduzierte sich die Geschwindigkeit um die Hälfte, was einem Energieverlust von 38000 kJ entspricht (Tab. 4-2).

Tab. 4-2: Aufprall- und Startgeschwindigkeiten sowie Energieverluste bei einzelnen Bodenkontakten.

	End- geschw.	Start- geschw.	Energie vorher	Energie nachher	Energie- verlust
Bodenkontakt	v_e (m/s)	v_o (m/s)	E_v (kJ)	E_n (kJ)	DE (kJ)
Lawinenmauer	45	22	50000	12000	38000
im Wald	33	24	27000	14000	13000
Forststrasse	38	22	36000	12000	14000
Galerie A2	28	18	20000	8000	12000
Böschung	22	11	12000	3000	9000
Kantonsstrasse	15	10	6000	2500	3500
Rollen auf Wiese	8	5	1600	600	1000

Bei den nachfolgenden Bodenkontakten traten tiefere Geschwindigkeiten, kleinere Energien und daher auch geringere Energieverluste auf. Bei den Kontakten im Wald, auf der Forststrasse und beim Durchschlagen der Lawinengalerie (Abb. 4-3) wurden noch 12000 bis 14000 kJ Translationsenergie abgebaut. Es lagen nicht genügend genaue Angaben vor, um die Rotationsenergie nachträglich ausreichend abzuschätzen, deshalb wurde sie bei diesen Betrachtungen vernachlässigt. Beim Rollen auf der Wiese besagt die Theorie (Kap. 3.3), dass die Rotationsenergie bei Kugelformen etwa 40 % der Translationsenergie beträgt. Daher sind die in Tabelle 4-2 aufgeführten Energieverluste beim Rollen auch nur als Schätzwerte zu verstehen.



Abb. 4-3: Durchschlagenes Dach der Lawinengalerie Ripplistal bei Gurntellen UR.

Beispiel 2: Keelung (Taiwan)

Am 31. August 2013 verursachten starke Niederschläge einen Felssturz im Stadtteil Badouzi von Keelung in Taiwan. Die Informationen zu diesem Felssturz verbreiteten sich über soziale Medien (www.youtube.com/watch?v=8wWuH7MleCA) sehr schnell international, da eine Kamera aus einem fahrenden Auto einen Teil des Absturzprozesses filmte (Dashcam). Das weiter vorne fahrende Auto wurde von herumfliegenden Splintern getroffen und kam nur sehr knapp neben dem rollenden Felsblock von etwa 50 m^3 (135000 kg) zum Stillstand. Ein anderer, viel grösserer Block (750 m^3) blieb glücklicherweise im oberen Hangbereich liegen und stürzte nicht weiter ab. Lokale Experten analysierten in der Folge den Sturzprozess der Blöcke und versuchten, mit numerischen Simulationen die Geschwindigkeiten des Blockes auf der Strasse zu ermitteln (LUN-WIE WIE *et al.* 2014). Die grösste Geschwindigkeit von 33 m/s resultierte dabei beim Sturz über eine 70° steile Felswand. In einer anderen Studie über den gleichen Felssturz wurde die mit einer anderen Software ermittelte maximale Geschwindigkeit mit 21 m/s angegeben (CHING-FANG LEE *et al.* 2016). Der Unterschied dieser beiden Simulationsresultate ist recht gross. Auf der Grundlage von Sprungweiten und Sprunghöhen des Blockes sollte es jedoch möglich sein, eine zutreffendere Geschwindigkeit zu ermitteln.

Das Geländeprofil oberhalb und unterhalb der Felswand ist relativ einfach zu beschreiben. Oberhalb der Felswand beträgt die Hangneigung fast einheitlich 36° und unterhalb 30° . In der Literatur ist angegeben, dass der Block bei einer solchen Hangneigung oberhalb der Felswand rollte und dann horizontal gemessen 16 bis 19 m weit über die Felswand sprang und dabei 31 bis 33 m an Höhe verlor (Abb. 4-4). Mit diesen Daten war es möglich, sowohl die Geschwindigkeiten beim Start als auch die Aufprallgeschwindigkeit in der unteren Böschung zu berechnen.

Aufgrund der Flugbahn des Blockes und der oberen und unteren Böschungsneigung wurde eine theoretische Höhe der (vertikalen) Felswand von 19,9 m berechnet. Für eine horizontale Bewegung des Blockes bei Flugbahn 2 von 17,5 m ergab sich eine Höhendifferenz von 30 m. Bei der angenommenen Startneigung der Flugbahn von 36° resultierte eine vertikale Bewegung von 12,7 m und eine restliche Höhendifferenz

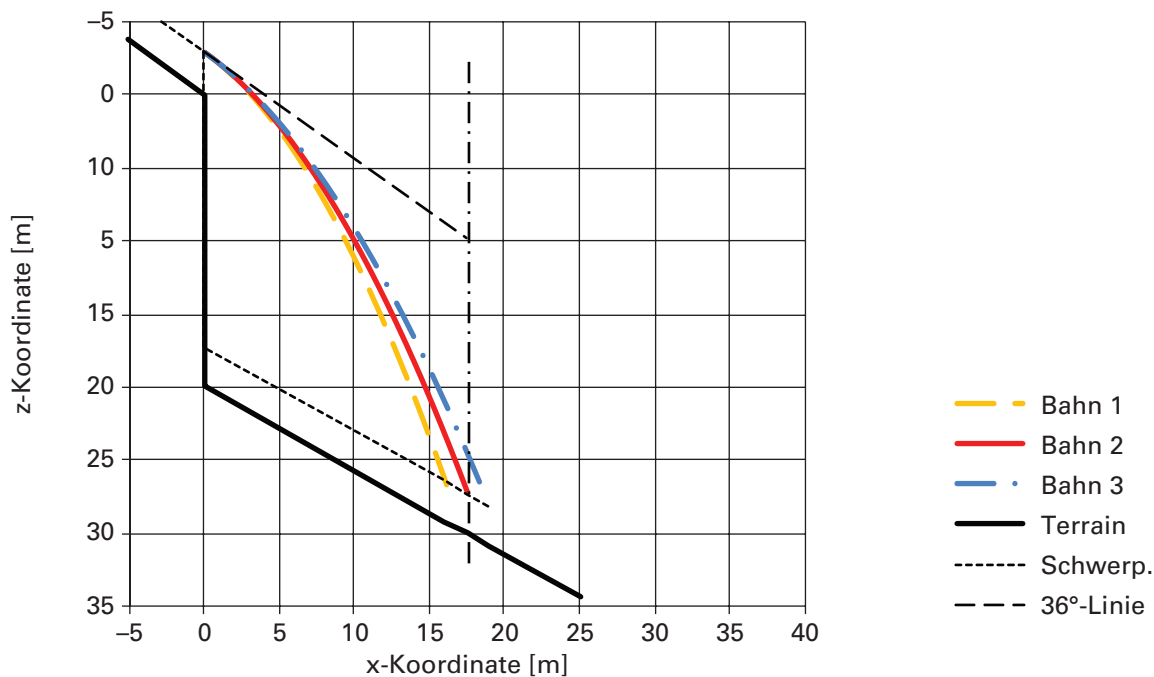


Abb. 4-4: Drei mögliche Flugbahnen mit Startwinkel 36°.

von 17,3 m. Für diese Fallhöhe wurde mithilfe der Formel über den freien Fall eine Flugzeit von 1,88 s berechnet. In dieser Zeit legte der Block ebenfalls die horizontale Strecke von 17,5 m zurück und somit betrug die horizontale Startgeschwindigkeit 9,3 m/s. Die vertikale Startgeschwindigkeit von 6,8 m/s ergab sich aus der Neigung der Startbahn von 36°. Während der Flugzeit erhöhte sich die vertikale Geschwindigkeit um 18,4 m/s und es resultierte eine vertikale Aufprallgeschwindigkeit von 25,2 m/s. Damit ergab sich für die Flugbahn 2 eine absolute Startgeschwindigkeit des Blockes von 11,5 m/s und eine Aufprallgeschwindigkeit von 26,9 m/s.

Da die Fallhöhe und die Sprungweite nicht genau vermessen werden konnten, wurde auch eine kürzere Flugbahn 1 (mit 16 m horizontaler Sprungweite) und eine längere mit 19 m Sprungweite (Flugbahn 3) berechnet. Bei diesen beiden Flugbahnen traten entsprechend eine geringere (10,5 m/s) resp. höhere (12,6 m/s) Startgeschwindigkeit auf. Die kleinere Startgeschwindigkeit (Flugbahn 1) bewirkte, dass (bezüglich der x-Koordinaten) die absolute Geschwindigkeit (v_{abs_1}) dieser Flugbahn schneller zunahm als dies bei Flugbahn 3 (v_{abs_3}) der Fall war (Abb. 4-5). Bezüglich der y-Koordinaten blieb die absolute Geschwindigkeit von Flugbahn 3 (schnellere Startgeschwindigkeit) stets über derjenigen mit langsamerer Startgeschwindigkeit (Flugbahn 1).

Der Felsblock mit einem theoretischen Durchmesser von 4,6 m war in seiner natürlichen Form nicht kugelförmig, sondern beschreibt eher ein Ellipsoid. Beim Rollen eines Ellipsoids bewegt sich der Schwerpunkt bezüglich der Terrainoberfläche immer auf und abwärts. Die Frage ist nun, wie gross der maximale Steigungswinkel des Schwerpunktes gegenüber der Terrainoberfläche ist. Dieser kann berechnet werden und die Resultate zeigen, dass zwischen den Drehwinkeln 30° bis 60° ein fast linearer Anstieg erfolgt. Angenommen der kleine Durchmesser des elliptischen Blocks ist 10% kleiner als sein grosser Durchmesser, so beträgt die maximale Steigung 5% und demzufolge variierte der Absprungwinkel oberhalb der Böschung von 31° bis 41°. Tabelle 4-3 zeigt, wie die unterschiedlichen Startneigungen Start- und Aufprallgeschwindigkeiten beeinflussen. Dabei sind zwischen den einzelnen Flugbahnen nur leicht abweichende Werte sichtbar.

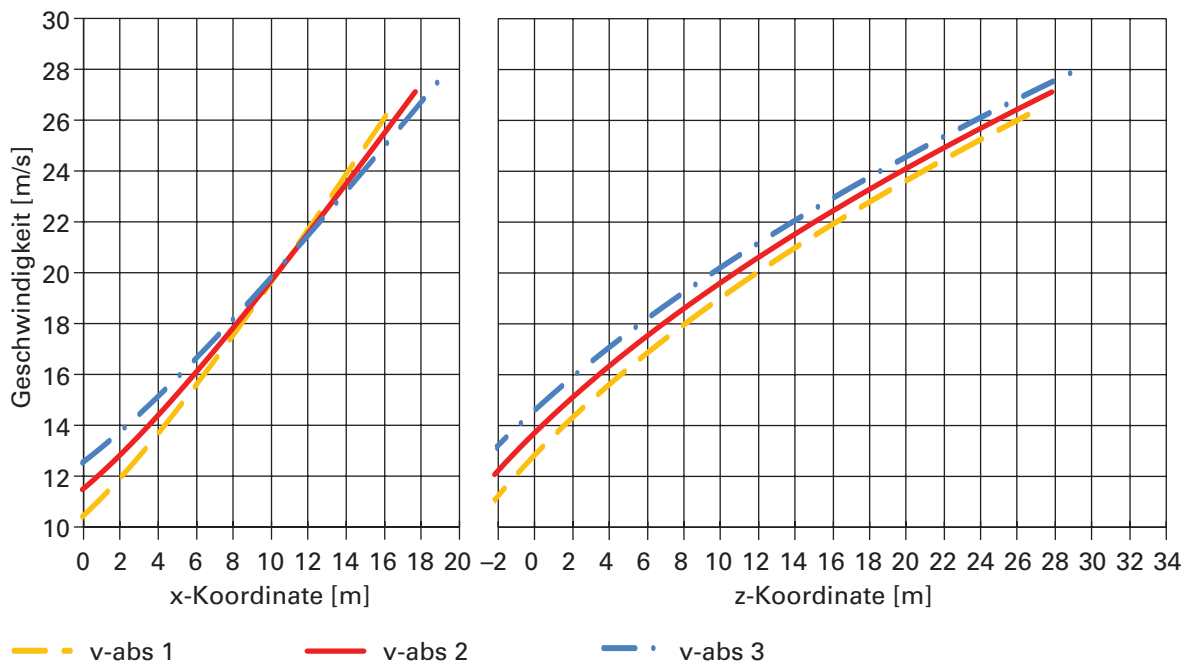


Abb. 4-5: Entwicklung der absoluten Geschwindigkeiten bezüglich der x- und y- Koordinaten.

Tab. 4-3: Start- und Aufprallgeschwindigkeiten bei verschiedenen Flugbahnen.

Neigung Flugbahn	31°			36°			41°		
Flugbahn Nr.	1	2	3	1	2	3	1	2	3
Startgeschw. (m/s)	9,4	10,4	11,1	10,5	11,5	12,6	12	13,3	14,7
Endgeschw. (m/s)	25,7	26,3	27,0	26,1	26,9	27,7	26,8	27,7	28,7

Bei einer Startneigung von 31° verringerten sich die Startgeschwindigkeiten (gegenüber einer Neigung von 36°) leicht. Grund dafür war, dass der Höhenunterschied für den freien Fall anstieg und daher mehr Flugzeit resultierte. Im Gegensatz dazu traten bei steilerer Neigung der Flugbahn beim Start (deutlich) höhere Geschwindigkeiten auf. Die resultierenden Aufprallgeschwindigkeiten des Blocks auf der Strasse variierten in einem relativ engen Bereich von etwa 26 bis 29 m/s. Dieser Bereich ist wesentlich kleiner als derjenige aus den beiden Simulationsergebnissen mit 21 bis 33 m/s.

Beispiel 3: Oberiberg (SZ)

Gemäss einer Pressemitteilung der Gemeinde Oberiberg (SZ) kam es am 29.7.2014 zu einem Felssturz am Roggenstock. Nach ersten Schätzungen stürzten zwischen 1000 und 2000 m³ Steine und Fels ins Tal Richtung Alp Jäntli. Dabei wurden Alpweiden und ein Landwirtschaftsweg zwischen der Fuederegg und dem Bergrestaurant Adlerhorst verschüttet. Ursache seien vermutlich die grossen Niederschläge der vorangehenden Tage gewesen. Verletzt wurde beim Zwischenfall niemand.

Das meiste Material aus der Abbruchstelle auf 1700 m ü. M. am Roggenstock lagerte sich rund 150 Höhenmeter tiefer ab. Vereinzelt Steine und Blöcke blieben unmittelbar neben dem Weg auf 1480 m ü. M. in der aufgeweichten Wiese liegen. Nur ein einziger Block (35 m³) bewegte sich unterhalb des Weges weiter und stoppte erst bei Kote 1438 m ü. M. in flacherem Terrain. Auf dieser Strecke wurde ein Sprung von 22 m Länge bei 27° Neigung gemessen. Nach diesem Sprung rollte der Block weiter und hinterliess in der Wiese eine Spur von etwa 3 m Breite und 1 bis 1,5 m Tiefe (Abb. 4-6 und 4-7).



Abb. 4-6: Fast 80 m lange Rollspur des Blockes mit einer Masse von 95000 kg (Jäntli, Oberiberg SZ).

Nach dem Ereignis stellte sich die Frage, mit welcher Geschwindigkeit der Block in der Wiese aufprallte und wie sich die Rollgeschwindigkeit bis zur Ablagerung entwickelte. In einem ersten Schritt liess sich aus der schiefen Sprungweite eine horizontale Sprungweite von 19,6 m und eine vertikale Sprungweite von 10,0 m berechnen. Die Sprunghöhe musste vor Ort geschätzt werden. Dabei galt es zu berücksichtigen, dass mit der gewählten Sprunghöhe eine ungefähre Startneigung eingehalten werden musste, die der Geländeneigung von 10 bis 15° oberhalb des Startpunktes entsprach. Mit dieser Einschränkung startete der Block ungefähr hangparallel. Der Sprung durfte aber auch nicht zu hoch sein, da er oberhalb einer steileren Böschung erfolgte die Oberfläche am Absprungort sehr weich war.

Unter der Annahme, dass der Block mit einer horizontalen Flugbahn startete, wird der Sprung 2,5 m hoch (Formel 3-10). Die errechnete Startgeschwindigkeit beträgt dabei 13,7 m/s und die Endgeschwindigkeit 19,6 m/s. Dieser Sprung weist ein Sprunghöhen- zu Sprungweitenverhältnis von 1/8,8 auf. Bei einem flacheren Sprung mit einer Startneigung von 10° reduziert sich die Sprunghöhe auf 1,63 m und das Verhältnis sinkt auf 1/13. Die Geschwindigkeiten erhöhen sich auf 17,2 m/s beim Start und 22,2 m/s kurz vor dem Aufprall. Wird mit einem noch flacheren Sprung mit einer Startneigung von 15° gerechnet, so verringert sich die Sprunghöhe auf 1,18 m ($f/s = 1/19$) und die Geschwindigkeit steigt auf 20,7 m/s beim Start und 25,0 m/s am Ende der Flugbahn. Ein so flacher Sprung wird aufgrund der Situation als unwahrscheinlich betrachtet und es ist anzunehmen, dass eine Endgeschwindigkeit von 21 bis 23 m/s auftrat. Dabei lag eine maximale Neigung der Flugparabel von 39° bis 42° vor. Die Geländeneigung am Ende der Flugbahn betrug 25° (Abb. 4-7) und somit ergab sich ein relativ kleiner Einschlagwinkel von 14° bis 17°. Bei einem so kleinen Winkel reduzierte sich die Geschwindigkeit beim Aufprall um etwa ein Drittel und somit startete der Block mit einer geschätzten Geschwindigkeit von etwa 15 m/s. Basierend darauf kann die Translationsenergie berechnet werden. Mit einer geschätzten Rotationsenergie von 20% ergab sich am Anfang der Rollphase eine kinetische Energie von 13000 kJ.

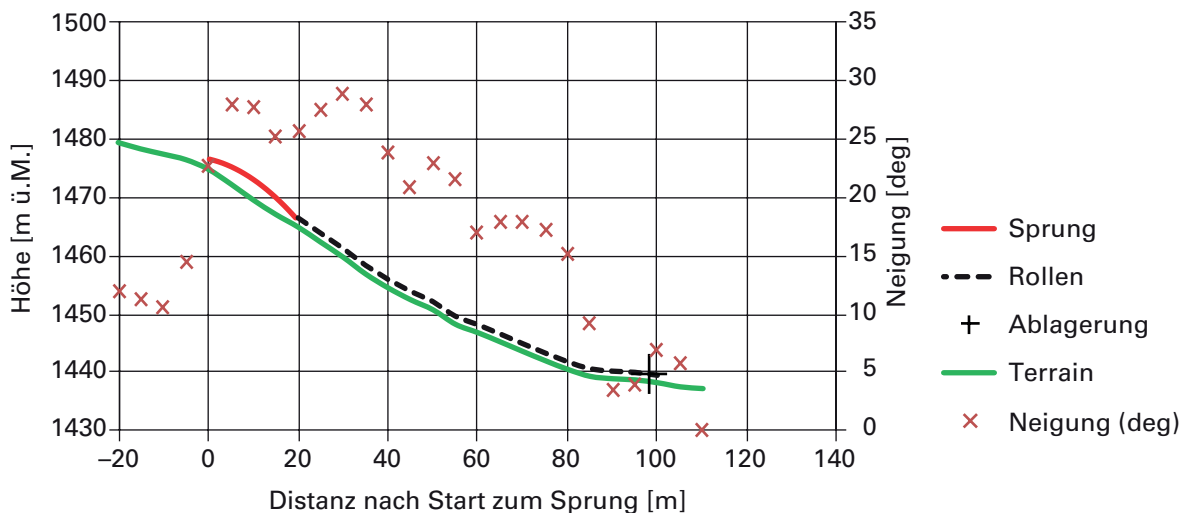


Abb. 4-7: Terrainprofil mit Neigungen und Spuren des Steinschlages.

Während der Rollphase wurde eine Höhendifferenz von 27 m überwunden und dabei zusätzlich eine Energie von 25000 kJ abgebaut. Am Ende der Rollphase trat bei etwa 5° Terrainneigung nochmals ein Sprung von etwa 5 m Länge auf. Wird dieser auch als Flugparabel gerechnet, so lagen die Geschwindigkeiten bei 7 bis 8 m/s. Es kann jedoch auch interpretiert werden, dass der Block aus dem etwa 1,3 m tiefen Graben «gehoben» wurde. Um so hoch zu springen, wäre eine vertikale Geschwindigkeit von 5,0 m/s erforderlich. Rechnet man mit einer Steigrichtung von 45°, wäre die absolute Geschwindigkeit ebenfalls 7,1 m/s. Mit einer Geschwindigkeit von 7 m/s betrug also die kinetische Energie kurz vor dem Abbremsen des Blockes immer noch 2300 kJ.

Die horizontale Länge der Rollbahn ohne den letzten Sprung betrug 73 m. Auf dieser Strecke wurde eine absolute Energie des Blockes von 35700 kJ abgebaut. Damit der Graben in der Wiese entstand, benötigte es durchschnittlich 490 kJ/m.

Beispiel 4: Wolhusen (LU)

Am 11. Januar 2016 stürzten aus der 50 m hohen Badfluhfelswand bei Wolhusen (LU) 5000 m³ Steine und Felsbrocken in die Kleine Emme. Diese verursachten einen Rückstau mit nachfolgender Überschwemmung sowie ausserordentliche Gebäudeschäden. Einzelne Teile der Fassade eines nahe beim Fluss stehenden Industriegebäudes wurden abgerissen oder bis in eine Höhe von 20 m beschädigt (Abb. 4-8). Bei einem Haus, das 100 m weit entfernt vom Fluss steht, zerbrachen Dachziegel, und Steine und Bäume lagerten sich bis zu einer Entfernung von 200 m ab. Das Gebiet dieser Schäden wies lediglich eine mittlere Breite von etwa 30 m auf.

Wie konnten infolge eines relativ bescheidenen Felssturzes so weitreichende Schäden entstehen und wieso nur auf einem relativ schmalen Sektor? Das waren die wichtigsten Fragen, die es nach dem Ereignis zu beantworten galt. Eine ausführlichere Analyse der massgebenden Prozesse wurde in GERBER (2016) veröffentlicht.

Zunächst wurde das weggeschleuderte Material untersucht. Es zeigte sich, dass es sich dabei nicht um Material aus der Felswand, sondern um Kies und Steine aus der Kleinen Emme handelte. Der Startpunkt des Materials lag also im Fluss, von wo es infolge des Aufpralls des Felssturzes im Flussbett weggeschleudert wurde. Die Schäden an der Nordfassade des Industriegebäudes waren 57 bis 76 m entfernt und 13 bis 21 m höher als der Startpunkt der verschiedenen Flugbahnen (Abb. 4-9).

Im weiteren wurden mögliche Flugbahnen gesucht, die alle am gleichen Ort starteten und mit einer Geschwindigkeit und einer Startrichtung alle betrachteten Schäden



Abb. 4-8: Nordfassade des Industriegebäudes mit den Schadstellen Nr. 1 bis 4 (Badfluh, Wolhusen LU).

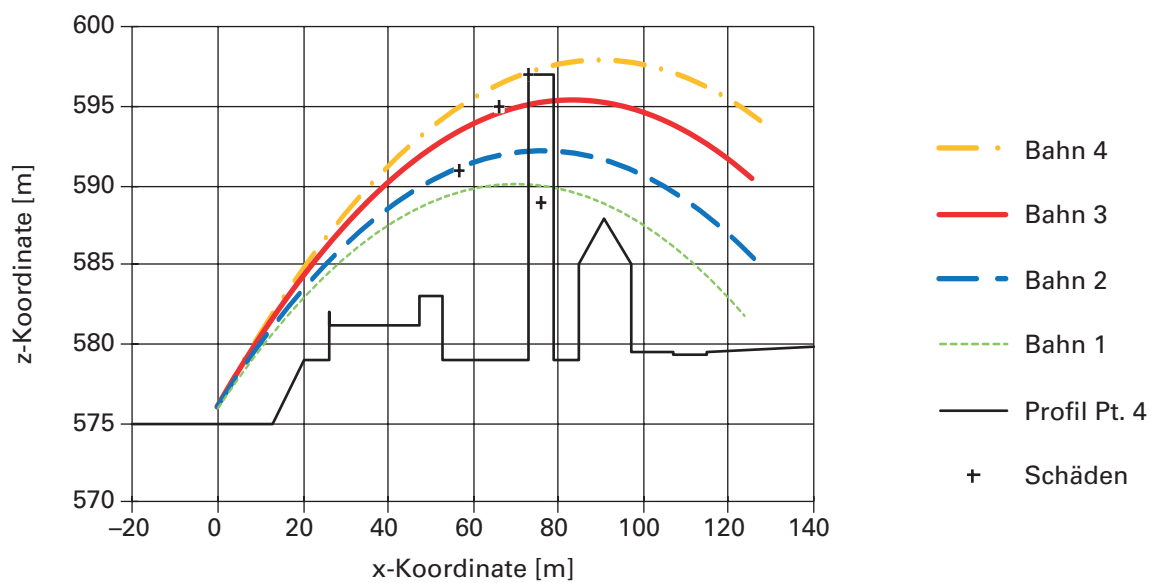


Abb. 4-9: Vier mögliche Flugbahnen zu den Schadstellen.

abdecken konnten. Es zeigte sich, dass die tiefer liegenden Schäden (Nr. 1 und 2) durch eine Geschwindigkeit von 44 bis 46 m/s bei einem vertikalen Startwinkel von 22 bis 24° zu erreichen waren, die höher liegenden Schäden (Nr. 3 und 4) durch 46 bis 47 m/s und 25 bis 27°. Nach dem Start der Steine im Flussbett reduzierte sich deren Geschwindigkeit infolge der Erdbeschleunigung, und sie trafen an der Fassade noch mit 41 bis 43 m/s auf (Abb. 4-10).

Die Auswertungen zeigen einen sehr engen Bereich sowohl bei den Startgeschwindigkeiten wie auch bei den vertikalen Startrichtungen. Dies deutet darauf hin, dass es sich um ein Ereignis in einem engen Zeitintervall handelte, die Steine also mehr oder weniger zum selben Zeitpunkt auf das Gebäude prallten.

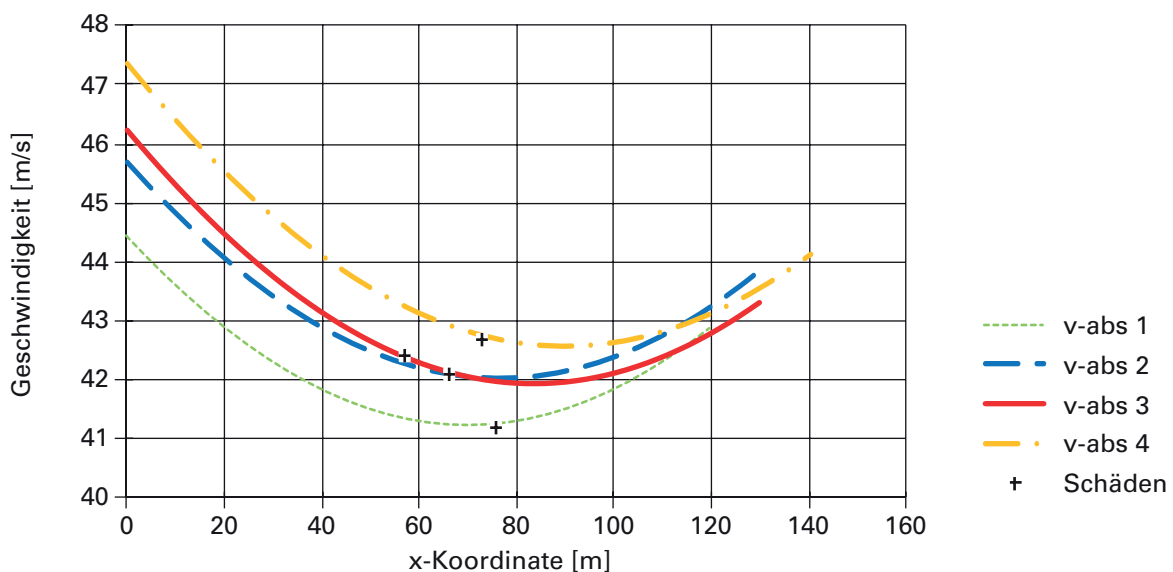


Abb. 4-10: Verlauf der Geschwindigkeiten der Bahnen Nr. 1 bis 4.



Abb. 4-11: Spuren der Schäden bis zur Bahnlinie. Blau markiert sind die Überschwemmungsschäden und rot die Steinschlagschäden. (Foto: ZSO EMME am 12.1.2016).

Es stellte sich die Anschlussfrage, ob diese Geschwindigkeiten und Startrichtungen auch Wurfweiten von 140 bis 180 m zulassen. Einschlagspuren von Steinen waren im Wiesland deutlich zu sehen, und einzelne Steine wurden sogar bis über die 200 m weit entfernte Bahnlinie geschleudert (Abb. 4-11). Die Resultate zeigen, dass sich mit Startgeschwindigkeiten von 45 bis 49 m/s und Startrichtungen von 23 bis 25° die besagten Weiten erreichen liessen (Abb. 4-12). Betrachtet man nun bei diesen Flugparabeln zusätzlich noch das Verhältnis von Sprungweite zu Sprunghöhe, so resultieren Werte von 1/4,5 bis 1/5, was sehr hohen Sprüngen entspricht.

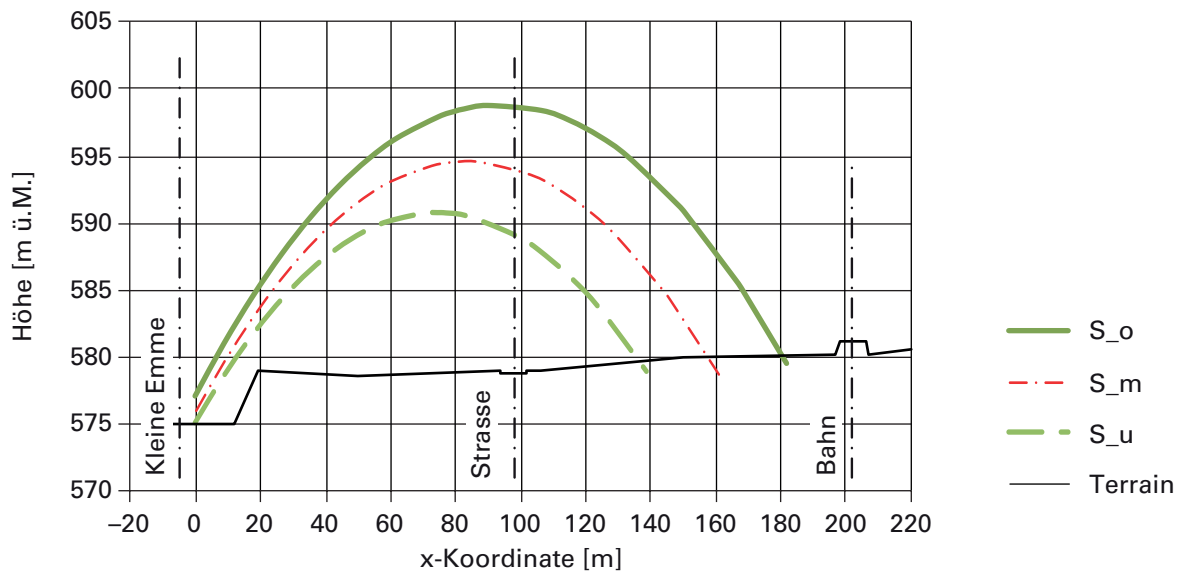


Abb. 4-12: Mögliche Flugbahnen (obere, mittlere und untere) mit Sprungweiten von 140 bis 180 m.

4.3 Flugbahnanalyse aus Videofilmen

In diesem Beispiel wird gezeigt, wie sich mittels Filmaufnahmen die Flugbahn eines Steins auswerten und die Qualität des Filmmaterials beurteilen lassen. Der Stein wurde in einem eher flachen Gelände (14°) mit 20 Bildern pro Sekunde gefilmt. Der zu untersuchende Sprung dauerte 1,1 s. Bei der Auswertung wurden die gemessenen Bildpunkte im Film in ein zweites Koordinatennetz umgerechnet. Als Startpunkt der vertikalen Achse wurde die Position des unteren Aufschlagpunktes verwendet und für die horizontale Achse der obere Startpunkt. Die Sprungweite ergab eine horizontale Distanz von 8,0 m und eine vertikale von 2,0 m. In Sprungmitte bei 4,0 m wurde eine Sprunghöhe von 1,5 m gemessen (Abb. 4-13).

Eine erste Analyse zur Kontrolle des berechneten Bildmassstabes zeigt beim quadratischen Term der Trendlinie einen Faktor von -4,97. Dieser Wert sagt aus, dass der Bildmassstab gemäss Formel (3-60) einen Fehler von 1,3% aufweist. Dieser Fehler wurde aber hier nicht korrigiert. Um die vertikale Startgeschwindigkeit zu ermitteln, wurde die Flugbahn ohne Einfluss der Erdbeschleunigung berechnet. Dazu wurde bei jedem beobachteten Punkt ein Wert von $0,5 \times g \times t^2$ addiert (und g als positiver Wert eingesetzt). Es entsteht eine nach oben gerichtete Linie ($z-g$), bei der die Trendlinie im linearen Term die vertikale Geschwindigkeit (3,6 m/s) zur Zeit Null anzeigt. Der konstante Wert zeigt die aus den 22 Datenpaaren berechnete Startposition an. Diese weicht um einen Zentimeter vom beobachteten Wert ab (Abb. 4-14).

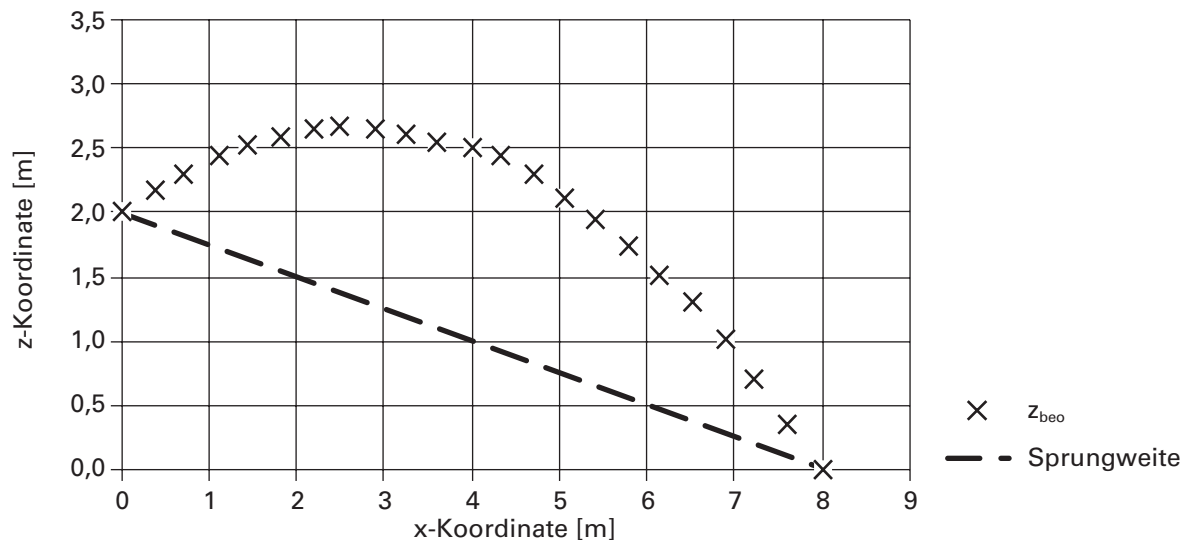


Abb. 4-13: Beobachtete Flugparabel (z_{beo}) und Verbindungslinie (Sprungweite) zwischen den Aufschlagpunkten (nicht massstäblich).

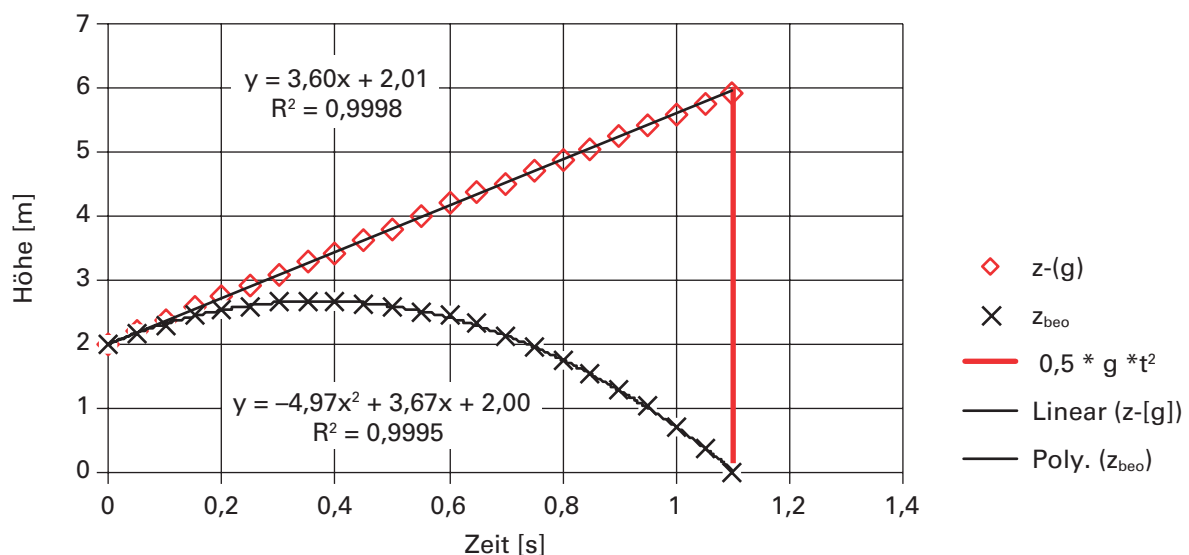


Abb. 4-14: Beobachtete Flugparabel (z_{beo}) und Flugbahn ($z-g$) ohne Berücksichtigung der Erdbeschleunigung.

Werden aus den beobachteten Punkten die momentanen Geschwindigkeiten berechnet und in vertikaler und horizontaler Richtung getrennt dargestellt, so zeigen sich die Schwankungen. Der lineare Faktor zeigt im Beispiel eine Erdbeschleunigung von $-10,02$ anstelle der theoretischen $-9,81 \text{ m/s}^2$, weil der Bildmassstab nicht korrigiert wurde. Der konstante Faktor zeigt eine vertikale Geschwindigkeit von $3,69 \text{ m/s}$ zur Zeit Null an im Gegensatz zur oben berechneten Geschwindigkeit von $3,60 \text{ m/s}$. Die Trendlinie der horizontalen Geschwindigkeit wird mit $7,17 \text{ m/s}$ zur Zeit Null angezeigt, nach einer Sekunde beträgt sie $7,35 \text{ m/s}$ (Abb. 4-15).

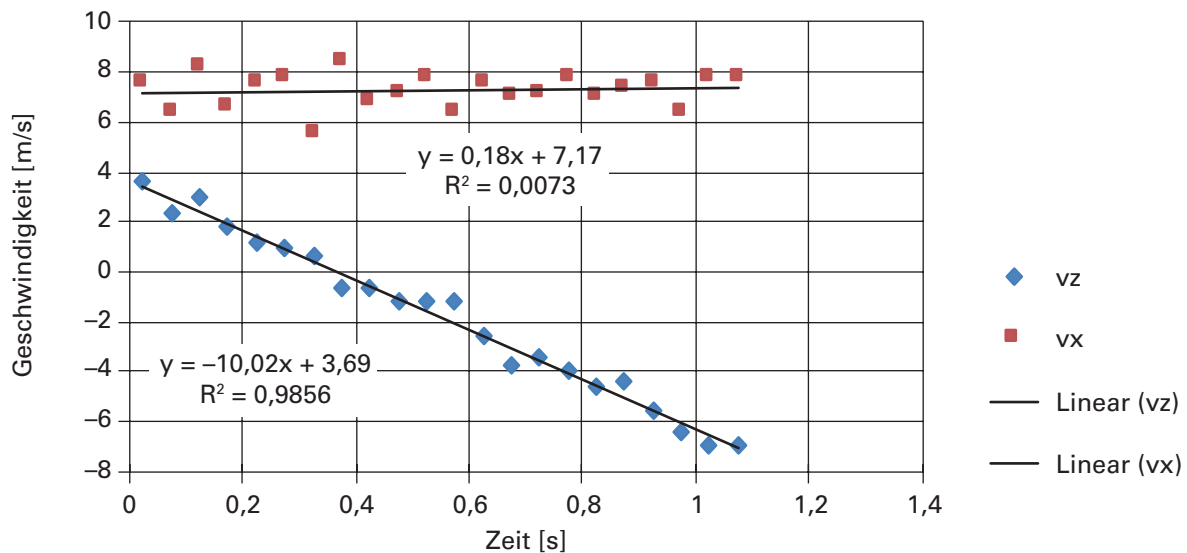


Abb. 4-15: Momentane vertikale (z) und horizontale (x) Geschwindigkeit und lineare Trends.

Berechnung der theoretischen Flugparabel

Aus der horizontalen Sprungweite von 8,0 m, der vertikalen Sprungweite von 2,0 m und der Sprunghöhe von 1,5 m lassen sich die Parameter berechnen, die zur Darstellung der Flugparabel als Funktion der horizontalen Sprungweite nötig sind. Dazu werden die Formeln (3-23) und (3-25) verwendet. Es resultiert ein Wert i für den quadratischen Term von $i = -0,9375$ ($-6 \text{ m}/64 \text{ m}$), ein Wert k für den linearen Term von $k = 0,5$ ($4 \text{ m}/8 \text{ m}$) und für die Konstante n ein Wert von $n = 2,0 \text{ m}$. Die Trendlinie aus den beobachteten Daten zeigt sehr ähnliche Werte. Sie weicht aber von den mit den Formeln berechneten Werten ab, da alle beobachteten (ungenaueren) Werte verwendet wurden und nicht nur die drei charakteristischen Werte der Flugparabel (Abb. 4-16).

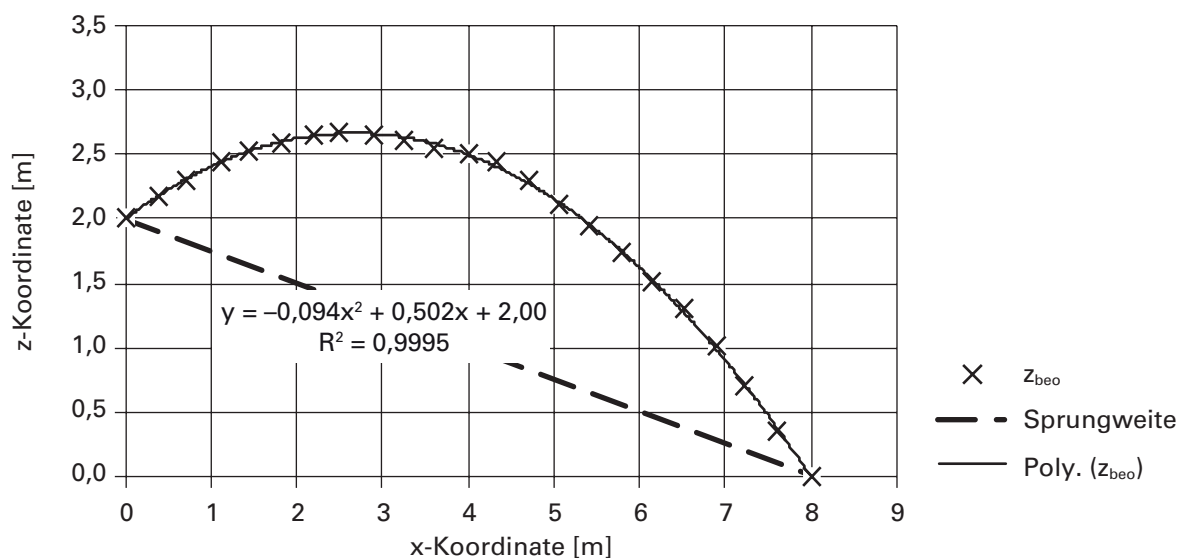


Abb. 4-16: Beobachtete Punkte einer Flugparabel (z_{beo}) und die Trendlinie 2. Grades.

4.4 Abbremsvorgänge aus Videofilmen

Mithilfe von Videofilmen können nicht nur Geschwindigkeiten bestimmt werden, sondern auch die während eines Abbremsvorganges wirkenden Verzögerungen. Die einzige Bedingung ist, dass nur Kräfte und nicht andere Faktoren wie beispielsweise die Rotation den beobachteten Schwerpunkt beeinflussen. Bei rollenden Steinen bestimmt vor allem seine Form die Lage des Schwerpunktes, erst in zweiter Linie die wirkenden Kräfte.

Die nachfolgenden drei Beispiele zeigen, wie unterschiedlich die Abbremsvorgänge in verschiedenen Materialien sein können. Unterschiedlich sind dabei nicht nur die abzubremsenden Massen, sondern auch die Geschwindigkeiten, Bremszeiten und -wege sowie weitere Parameter der Randbedingungen. Dementsprechend vielfältig fallen die Resultate aus. In einer Zusammenfassung werden die Resultate verglichen und es wird aufgezeigt, welche Abbremsvorgänge als «normal» gelten und welche nicht den übergeordneten Regeln folgen.

Abbremsvorgang im Netz

An dieser Stelle wird nochmals ein Abbremsvorgang in einem zweiten Netz (2) dargestellt, da hier der Verlauf der Verzögerung etwas einfacher ist als jener, der im theoretischen Teil in Kapitel 3.4 im ersten Netz (1) vorgestellt wurde. Ein 4800 kg schwerer Wurfkörper mit einer vertikalen Geschwindigkeit von 25,2 m/s wird in 0,33 s auf einem Weg von 5,1 m in einem horizontal eingebauten flexiblen Ringnetz abgebremst. Anschließend wird er in 0,27 s wieder auf eine Geschwindigkeit von 4,2 m/s beschleunigt. Am Ende der Kontaktzeit mit dem Netz liegt der Wurfkörper um 0,5 m höher als an der tiefsten Stelle. Mit diesen Grundlagen sind sowohl der Abbremsvorgang selber wie auch die Randbedingungen beschrieben. Die Angaben berechnen sich aus den zeitlichen Informationen der Bewegungen (Videoanalyse) (Abb. 4-17).

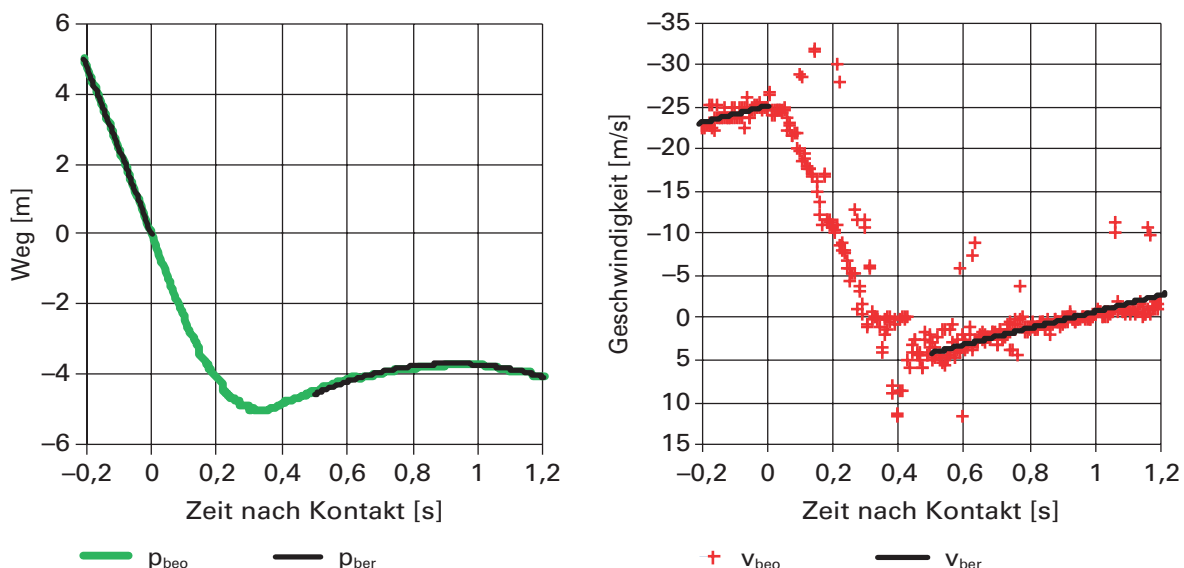


Abb. 4-17: Weg und Geschwindigkeit des Wurfkörpers vor, während und nach Netzkontakt.

Der Abbremsvorgang wurde mit 250 Bildern pro Sekunde gefilmt, sodass zeitlich hochaufgelöste und detaillierte Daten über den Abbremsvorgang vorhanden sind. Um die einzelnen Verzögerungswerte (a_{part}) festzulegen wurde ein Zeitintervall von 0,025 s gewählt. Mit einer maximalen Verzögerung von 135 m/s² lassen sich sowohl der Geschwindigkeitsverlauf wie auch die anderen Bedingungen einhalten (Abb. 4-18).

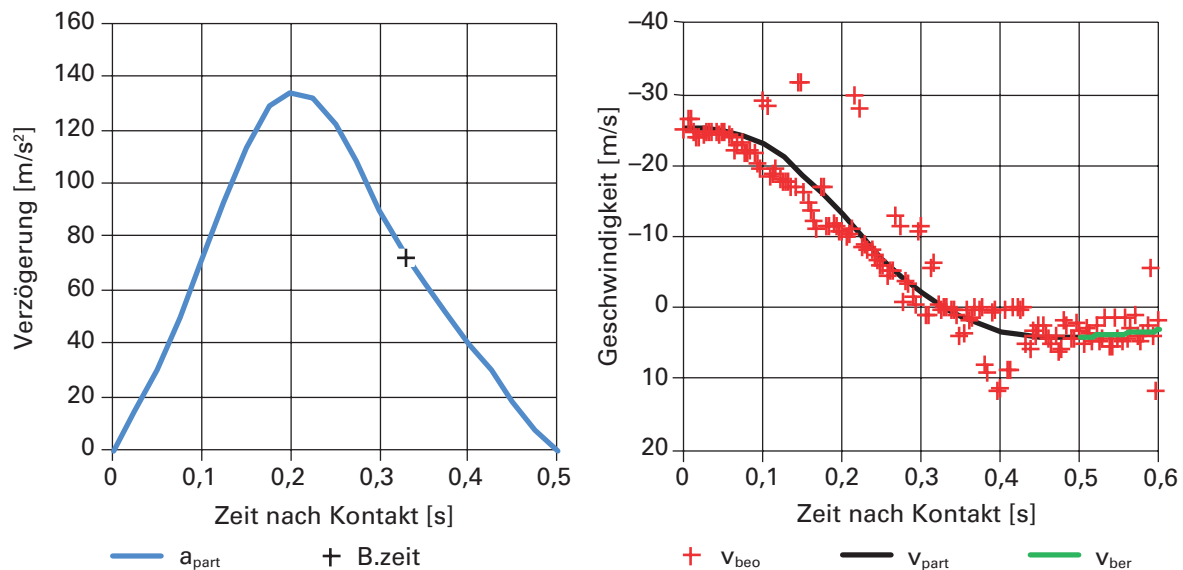


Abb. 4-18: Partiiell festgelegte Verzögerungswerte (a_{part}) beeinflussen den Geschwindigkeitsverlauf (v_{part}) des Wurfkörpers während dem Netzkontakt.

Abbremsvorgang in Pneustapel

Ein 4000 kg schwerer Wurfkörper wird aus einer Fallhöhe von 15,1 m auf einen 2 m starken Pneustapel (10 Lagen) fallen gelassen und dabei gefilmt. Es gilt nun, die Randbedingungen zu bestimmen und den Abbremsvorgang zu analysieren. Die Messung der Geschwindigkeit von 17,2 m/s beim ersten Kontakt mit dem Pneustapel stimmt mit der Geschwindigkeit aus dem freien Fall überein. Der Verlauf der Geschwindigkeit zeigt, dass in den ersten 0,1 s nach dem Aufprall auf dem Pneustapel die Geschwindigkeit auf 10 m/s reduziert wird. Dann folgt eine sehr starke Verzögerung, und nach nur 0,02 s wird der Wurfkörper innerhalb von 1,58 m vollkommen abgebremst. In den nachfolgenden 0,08 s wird der Wurfkörper wieder auf eine Geschwindigkeit von 5,2 m/s beschleunigt; er liegt zu diesem Zeitpunkt um 0,3 m höher als an tiefster Stelle bei 1,28 m. Anschliessend folgt ein Wurf nach oben (Abb. 4-19).

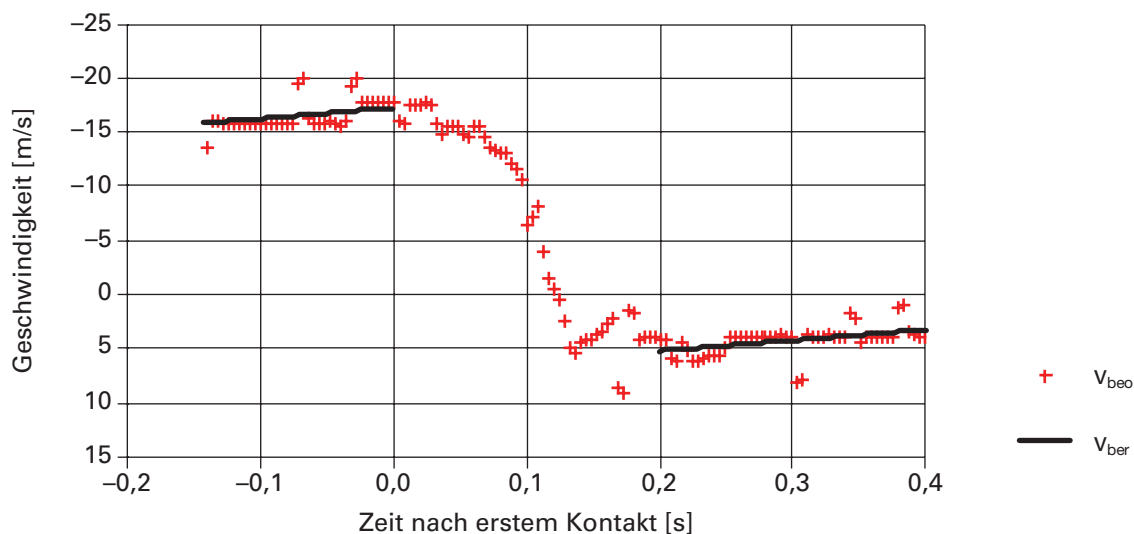


Abb. 4-19: Geschwindigkeitsverlauf (v_{beo}) des Wurfkörpers vor, während und nach dem Aufprall im Pneustapel.

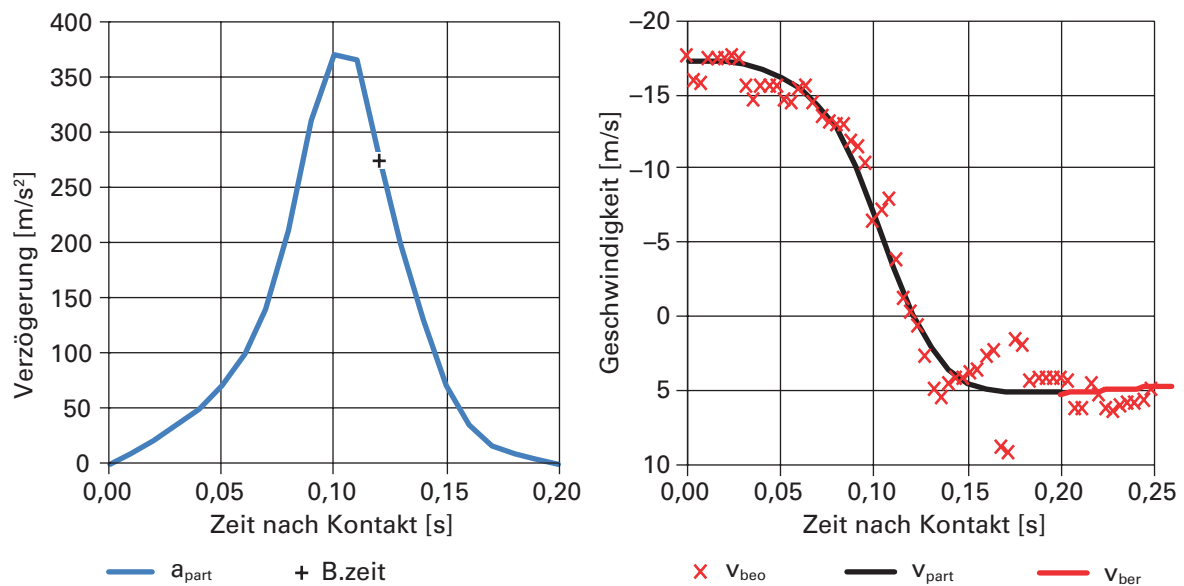


Abb. 4-20: Partiiell festgelegte Verzögerung (a_{part}) und berechnete Geschwindigkeit (v_{part}) des Wurfkörpers im Pneustapel.

Die Verzögerung ist in der Mitte der Kontaktzeit bei 0,1 s mit 370 m/s^2 am grössten, und mit der gewählten zeitlichen Verteilung der Verzögerungswerte können die Randbedingungen fast eingehalten werden. Die aus der Verzögerung berechnete Geschwindigkeit liegt mit $5,0 \text{ m/s}$ am Ende der Kontaktzeit leicht unterhalb dem geforderten Wert von $5,2 \text{ m/s}$ (Abb. 4-20).

Abbremsvorgang in Misapor

Ein 4000 kg schwerer Wurfkörper wird aus einer Höhe von $5,3 \text{ m}$ fallen gelassen. Er wird in einer $1,2 \text{ m}$ starken Schicht aus Misapor (Glasschaumschotter) innerhalb von nur $0,053 \text{ s}$ und auf einer Strecke von $0,3 \text{ m}$ vollständig abgebremst. Da die Kontaktzeit mit der Misaporschicht länger dauert ($0,1 \text{ s}$), wird der Wurfkörper nach dem Abbremsen (in einer Zeit von $0,047 \text{ s}$) wieder nach oben geschleudert (Abb. 4-21).

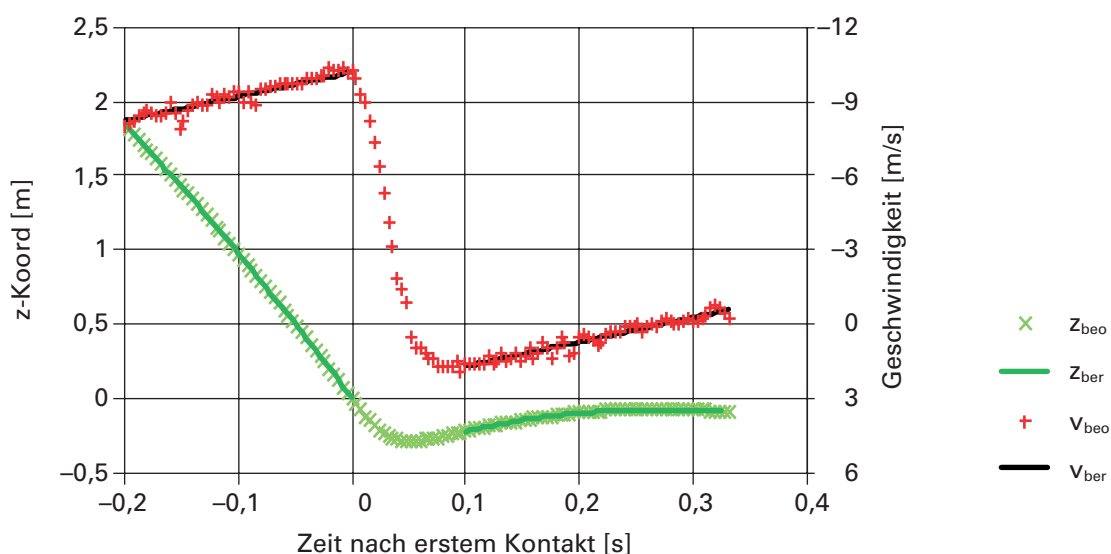


Abb. 4-21: Beobachtete und berechnete Verläufe von Weg und Geschwindigkeit vor, während und nach dem Kontakt des Wurfkörpers in der Misaporschicht.

Aus den Filmaufnahmen vor dem Kontakt ergibt sich eine Geschwindigkeit von $-10,2 \text{ m/s}$ und nach dem Kontakt eine solche von $1,7 \text{ m/s}$ in die Gegenrichtung. Die Beschleunigung auf diese Geschwindigkeit (innerhalb von $0,047 \text{ s}$) ereignet sich auf einer Strecke von 7 bis 8 cm. Aus dem Abbremsvorgang resultiert eine maximale Verzögerung von 280 m/s^2 , die bereits $0,035 \text{ s}$ nach dem ersten Kontakt auftritt. Beim tiefsten Punkt des Wurfkörpers in der Misaporschicht (Bremszeit) beträgt die Verzögerung noch 150 m/s^2 . Bis zum Ende der Kontaktzeit fällt sie schliesslich auf den Wert Null ab (Abb. 4-22).

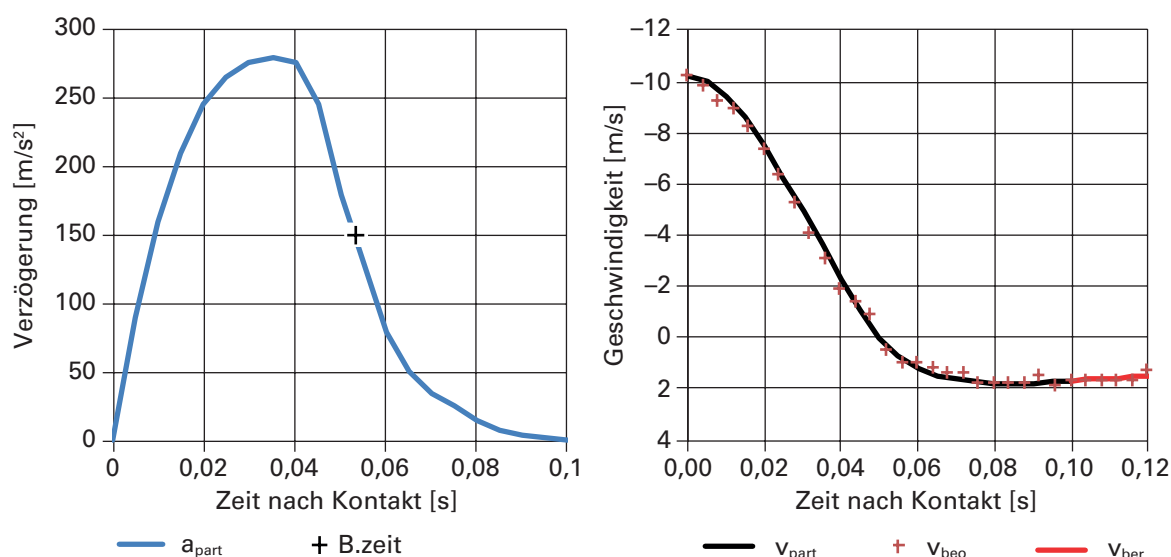


Abb. 4-22: Verzögerung und berechnete Geschwindigkeit des Wurfkörpers in der Misaporschicht.

Zusammenfassung der Resultate

Die Zusammenstellung der Randbedingungen dieser Abbremsvorgänge zeigt die Variabilität der einzelnen Prozesse. Mit unterschiedlichen Massen und Geschwindigkeiten wurden kinetische Energien von 208 bis 592 kJ erreicht und durch den Abbremsprozess wieder abgebaut, bei Bremszeiten zwischen $0,053$ und $0,33 \text{ s}$. Die Bremswege wiesen ebenfalls ein sehr breites Spektrum von $0,3$ bis $5,1 \text{ m}$ auf. Nach dem Abbremsen wurden die Massen während $0,047$ bis $0,27 \text{ s}$ zurückbeschleunigt und legten dabei Strecken von $0,07$ bis $0,60 \text{ m}$ zurück. Die erzielten Geschwindigkeiten in entgegengesetzter Richtung lagen zwischen $1,7$ bis $6,7 \text{ m/s}$ (Tab. 4-4).

Tab. 4-4: Randbedingungen bei den vertikalen Abbremsvorgängen.

Abbremsvorgang	Netz (1)	Netz (2)	Pneustapel	Misapor
Masse (kg)	800	4800	4000	4000
Geschwindigkeit vorher (m/s)	$-25,2$	$-25,2$	$-17,2$	$-10,2$
Energie kinetisch (kJ)	254	1520	592	208
Bremszeit (s)	0,26	0,33	0,12	0,053
Bremsweg (m)	$-3,8$	$-5,1$	$-1,6$	$-0,30$
Kontaktzeit (s)	0,40	0,50	0,20	0,10
Beschleunigungszeit (s)	0,14	0,27	0,08	0,047
Beschleunigungsweg (m)	0,60	0,50	0,30	0,07
Geschwindigkeit nachher (m/s)	6,7	4,2	5,2	1,7

Bei vertikalen Abbremsprozessen muss nicht nur die kinetische Energie des Wurfkörpers abgebaut werden, sondern zusätzlich noch seine potenzielle Energie entlang des Bremsweges. Daher wird diese Energie zur kinetischen Energie addiert und eine totale Energie berechnet, die sich am Ende der Bremswege ergibt. Die totale Energie dient als Referenz zur Berechnung einer mittleren Bremskraft pro Weg. Bei den Beispielen lagen diese zwischen 75 und 733 kN. Die über die Bremszeit berechnete mittlere Bremskraft lag etwas höher bei 85 bis 809 kN. Dementsprechend liessen sich mittlere (konstante) Verzögerungen zwischen 107 und 202 m/s² berechnen. Die maximalen Verzögerungen lagen hingegen in einem grösseren Bereich von 145 bis 370 m/s², da unterschiedliche Massen abgebremst wurden. Die Division der maximalen Verzögerungen durch die mittleren Verzögerungen ergaben Verzögerungsfaktoren von 1,4 bis 2,4. Die maximalen Verzögerungen traten in einem Bereich von 50 bis 85% der Bremszeit auf (Tab. 4-5).

Tab. 4-5: Resultate bei den vertikalen Abbremsvorgängen.

Abbremsvorgang	Netz (1)	Netz (2)	Pneustapel	Misapor
Energie pot. (Bremsweg)	30	238	63	12
Energie total (kJ)	284	1758	654	220
Wegfaktor f_p ()	0,55	0,57	0,75	0,54
Mittlere Verzögerung a_{m_t} (m/s ²)	107	86	153	202
Mittlere Kraft F_{m_t} (kN)	85	414	613	809
Mittlere Kraft F_{m_w} (kN)	75	347	409	733
Maximale Verzögerung (m/s ²)	145	134	370	280
Maximale Bremskraft (kN)	116	643	1480	1120
Zeit nach Netzkontakt (s)	0,22	0,2	0,10	0,035
Maximale Verzögerung bezüglich Bremszeit (%)	85	50	83	66
Verzögerungsfaktor f_d ()	1,4	1,6	2,4	1,4
Multiplikation $f_d * f_p$	0,75	0,90	1,81	0,75

Die Multiplikation von Verzögerungsfaktor und Wegfaktor zeigt, dass bezüglich Geschwindigkeit, maximaler Verzögerung und Bremsweg drei der Abbremsvorgänge in ähnlicher Beziehung stehen. Der Pneustapel jedoch bremste mehr als doppelt so stark wie die drei anderen, obschon der Verzögerungsfaktor $f_d = 2,4$ durchaus in einem normalen Bereich lag. Hingegen war der Wegfaktor $f_p = 0,75$ sehr hoch und deutet auf einen eher «harten» Abbremsprozess gegen Ende des Abbremsweges hin. In den ersten 0,05 s war der Widerstand im Pneustapel eher gering, nach weiteren 0,05 s erreichte die Verzögerung jedoch bereits ihr Maximum. Bei der relativ kleinen Schichtdicke von 2 m war der Bremsweg beschränkt und die Verzögerungen fielen dementsprechend hoch aus. Die grosse Einwirkung von 580 kJ baute sich erst nach 1,6 m vollkommen ab, wenn die Abbremswirkung des Stapels die Kapazitätsgrenze überschritten hatte und der Wurfkörper immer noch eine Restgeschwindigkeit aufwies. Die hohe Verzögerung wurde infolge «Bodenkontakt» unter dem Stapel mobilisiert und nicht im Stapel selber.

4.5 Rotationsanalyse aus Videofilmen

Bei der Analyse der Rotation von Steinen oder Wurfkörpern gelten grundsätzlich die gleichen Prinzipien wie bei Abbremsprozessen in horizontaler Richtung. Es wird eine Bewegung (Drehung) pro Zeitintervall gemessen, die Geschwindigkeit (Rotation) berechnet und aufgrund des zeitlichen Verlaufs der Rotation eine Verzögerung resp. Beschleunigung (Drehrate) bestimmt. Aus der Drehrate und dem Trägheitsmoment lassen sich dann die wirkenden Kräfte berechnen.

Drehung und Rotation

Ein Wurfkörper mit einer Masse von 1600 kg startet auf einer Felsoberfläche, sodass er den Hang hinunter rollt und zu springen beginnt. Etwas weiter unten beeinflusst ein vertikal hängendes Netz die Flugbahn. Die Rotation des Wurfkörpers wird infolge Netzkontakt abgebremst und in die Gegenrichtung beschleunigt. Dieser Vorgang wird gefilmt, und anhand der beobachteten Daten sollen die wirkenden Kräfte berechnet werden. Dabei wird die translatorische Bewegung vernachlässigt und ausschliesslich die Rotation des Wurfkörpers berücksichtigt.

Aus den Videobildern ist die Drehung des Wurfkörpers ersichtlich. Die Zeitintervalle pro $\frac{1}{4}$ -Drehung ($90^\circ = \pi/2$) werden protokolliert und zwar vor, während und nach dem Netzkontakt. Danach werden sie addiert, sodass die Zeit-Drehungs-Funktion aufgezeichnet werden kann. Der exakte Wert der Drehposition zum Zeitpunkt des Netzkontaktes kann aus dem Videobild nicht genau genug ermittelt werden. Daher wurde dieser Wert aus der konstanten Rotation vor dem Netzkontakt berechnet. Sowohl die Zeit- wie auch die Drehungswerte wurden bezüglich des ersten Netzkontaktes umgerechnet und dargestellt (Abb. 4-23).

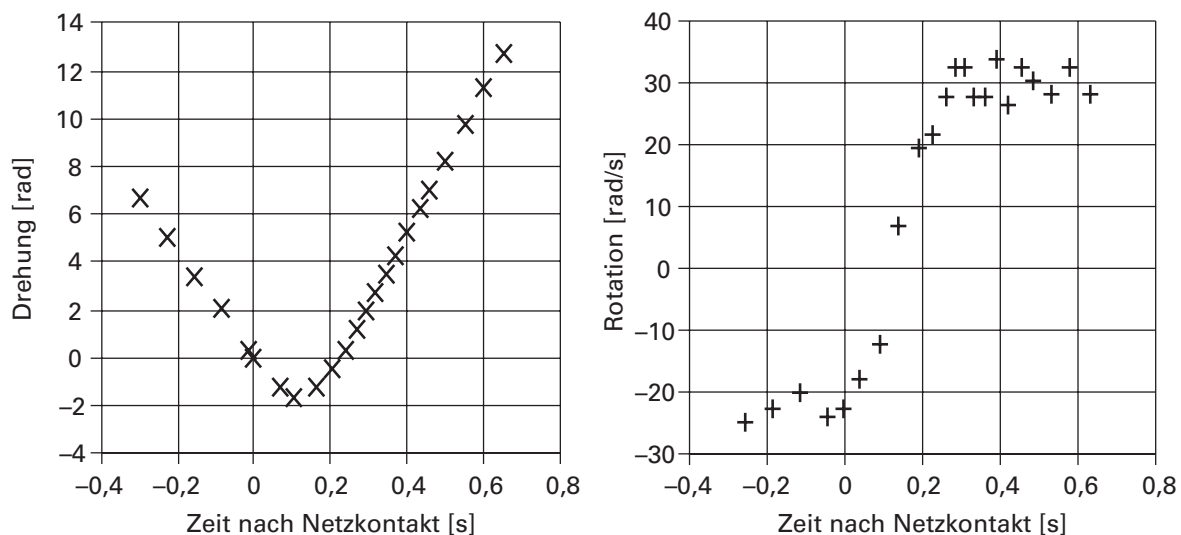


Abb. 4-23: Drehung und Rotation des Wurfkörpers mit Netzkontakt von 0 bis 0,4 s.

Die ausgewertete Zeitspanne beträgt im vorliegenden Beispiel etwa 1 s: 0,3 s vor dem Kontakt und 0,7 s nach dem ersten Kontakt des Wurfkörpers mit dem Netz. Vor dem Netzkontakt weist die Rotation gemäss Berechnung $-22,4 \text{ rad/s}$ auf. Bereits etwa 0,1 s nach Beginn des Abbremsvorganges ist sie abgebaut und wechselt die Drehrichtung – der Wurfkörper wird in die andere Drehrichtung beschleunigt. Wie lange dieser Beschleunigungsprozess genau dauert, kann aus dem Videofilm nicht abgeleitet werden, da der Übergang von «Kontakt» zu «kein Kontakt» nicht sichtbar ist. Daher wird

eine Beschleunigungszeit von 0,3 s geschätzt, woraus sich eine totale Kontaktzeit von 0,4 s ergibt. Nach dieser Kontaktzeit weist der Wurfkörper eine Rotation von 30,3 rad/s auf. Die Vorzeichen der Rotation sind so gewählt, dass mit einem positiven Drehmoment gerechnet werden kann: Die erste Rotation (negativ) wird abgebremst und in eine positive Rotation beschleunigt.

Randbedingungen zum Abbremsvorgang

Um den Abbrems- und Beschleunigungsvorgang zu analysieren, werden die Randbedingungen aus den beobachteten Drehungen und berechneten Rotationen hergeleitet. Während die beiden Rotationen vor und nach dem Kontakt durchschnittliche Geschwindigkeiten darstellen, lassen sich aus den einzelnen beobachteten Drehungen «linearisierte» Werte berechnen. Dazu werden die einzelnen Werte mit einer linearen Regression vor und nach dem Netzkontakt gerechnet. Diese Berechnungen stimmen mit einer Genauigkeit von knapp $\pm 0,1$ rad (± 5 deg) mit den beobachteten Werten überein (Tab. 4-6).

Tab. 4-6: Beobachtete und berechnete Werte der Drehung des Wurfkörpers vor und nach Netzkontakt.

Zeit (s)	Drehung beobachtet (rad)	Drehung berechnet (rad)	Rotation (rad/s)
-0,296	6,73	6,65	-22,47
0,000	0,00	0,0	-22,47
0,104	-1,65	–	–
0,400	5,25	5,17	30,29
0,652	12,75	12,80	30,29

Gemäss den Beobachtungen wird während des Abbrems- und Beschleunigungsvorgangs die Rotation von -22,47 rad/s auf Null abgebremst (Drehung -1,65 rad) und in der Folge auf 30,29 rad/s beschleunigt. Bei 0,4 s wird eine Drehung von 5,25 rad erreicht.

Partielle Integration der Drehrate

Die Randbedingungen werden annäherungsweise mit einer partiellen Integration der Drehrate (Änderung der Rotation) bestimmt. Dazu werden vorerst in Intervallen von 0,02 s Drehraten vorgegeben und die Auswirkungen auf Rotation und Drehung berechnet. Einerseits muss die so berechnete Rotation (ω_{part}) den Momentanwerten der Rotation folgen, andererseits muss auch die Drehung des Wurfkörpers mit den beobachteten Werten übereinstimmen. Am Ende der Kontaktzeit (nach 0,4 s) soll die Drehrate wieder den Wert Null erreichen, ohne dass die Drehung allzu stark über- oder unterschritten wird.

Mit dem vorgeschlagenen Verlauf der Drehrate wird der Wurfkörper nach 0,12 s abgebremst. Am Ende der Kontaktzeit beträgt die Rotation 30,15 rad/s und die Drehung liegt bei 5,18 rad (Abb. 4-24). Die Randbedingungen werden also gut eingehalten.

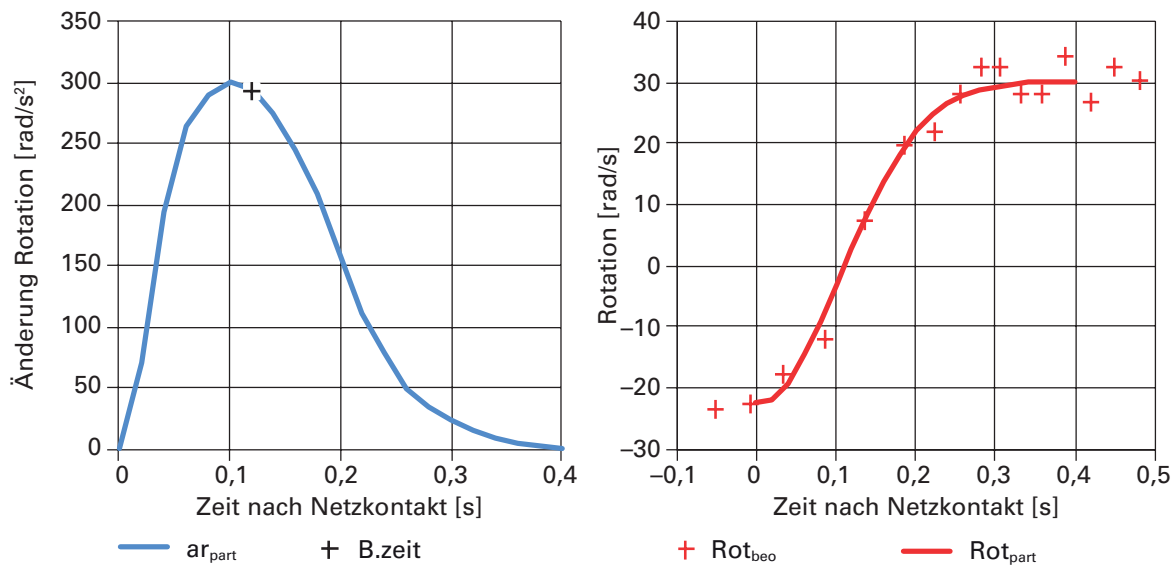


Abb. 4-24: Die Änderung der Rotation bewirkt ein Abbremsen und eine anschliessende Beschleunigung.

4.6 Analyse der Verzögerung und Rotation mit Sensordaten

Obwohl die Rotation eines Steins bei einem Sprung nur einen relativ kleinen Anteil der kinetischen Energie ausmacht, ist sie bei einem Bodenkontakt entscheidend. Wie sich die Rotation bei Bodenkontakten ändert und welche Geschwindigkeiten erreicht werden, wurde bis anhin kaum gemessen. Dieses Kapitel präsentiert Resultate von Rotations- und Verzögerungsmessungen, die in einem künstlichen Stein (Betonquader) erstmals durchgeführt wurden. Das WSL-Institut für Schnee- und Lawinenforschung SLF in Davos entwickelte dafür einen speziellen Sensor, welcher auch in der Dissertation von GLOVER (2015) Anwendung fand.

Entwicklung eines Sensors

Ein Ziel bei der Entwicklung des Sensors war, die Rotation und Verzögerung von Steinen bei Bodenkontakten hochfrequent messen zu können. Grundsätzlich wird erwartet, dass die Bewegungsarten «Rollen» und «Springen» aus den Daten ersichtlich sind. Vorgängig wurden nachfolgende Anforderungen festgelegt:

- 3 Achsen Gyroskop ($\pm 2000^\circ/\text{s}$)
- 3 Achsen Beschleunigung ($\pm 250\text{ g}$)
- Barometrischer Luftdrucksensor
- Datenlogger (Eeprom/ SD-Karte)
- Drahtloses Kommunikationsmodul

Beim Bau des ersten Prototypen wurde festgestellt, dass das verwendete Eeprom die ankommenden Daten nicht schnell genug speichern konnte; die Messfrequenz lag lediglich bei etwa 150 Hz. Ein anderer Datenlogger (SD-Karte) mit einem neuen Protokoll erreichte eine viel höhere Frequenz. Zur Datenübertragung auf den Computer wurde ein xbee-Modul in den Sensor eingebaut (Abb. 4-25).

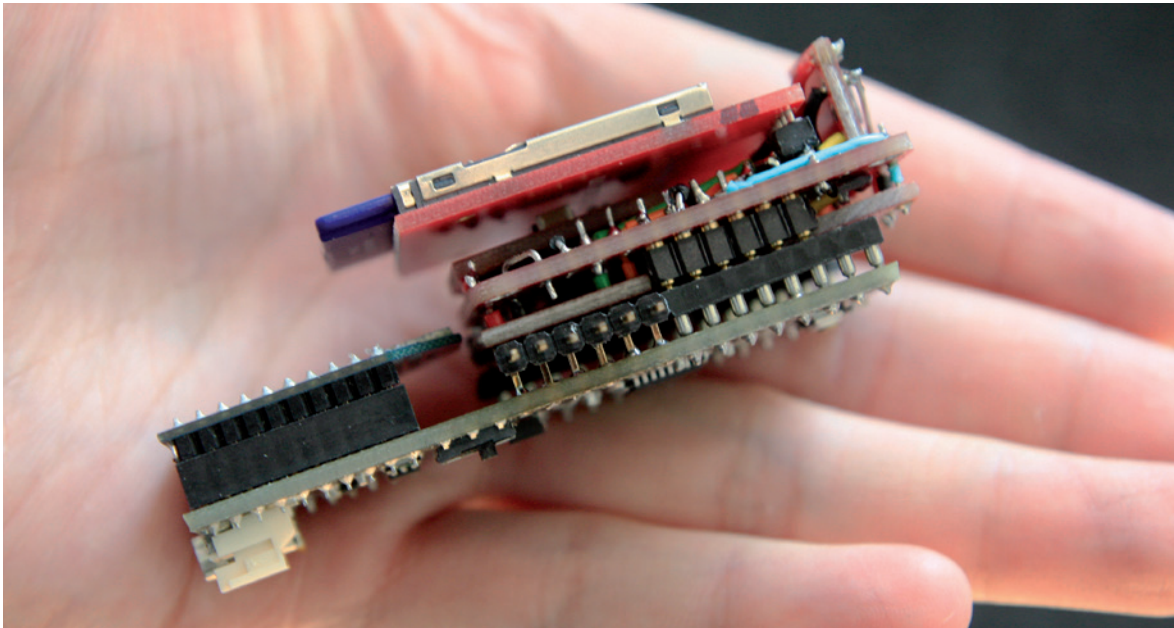


Abb. 4-25: Ansicht des Sensors «Stone Node WSL» kurz vor der Kalibrierung.

Verifizierung der Messwerte

Um die Daten der Rotationsmessung zu verifizieren, wurde der Sensor auf einem vertikal angeordneten Velorad fixiert und in Rotation versetzt. Eine Highspeed Kamera filmte die Bewegung des Sensors. Pro Umdrehung des Rades wurden zwischen 47 bis 52 Bilder gezählt, was bei einer Frequenz von 250 Bildern/s einer Rotation von 33,4 bis 30,2 rad/s entspricht. Trotz der hohen Frequenz der Videobilder nahm die Rotation des Rades aus der Videoanalyse nicht exakt linear ab. Die halbsekündlich ausgewerteten Anzahl Bilder pro Umdrehung (Anz./U) zeigten teilweise identische Werte und fielen erst in einer folgenden Zeitspanne auf den nächst unteren Wert ab. Die Messung der Rotation zu den angegebenen Zeitpunkten zeigten wesentlich genauere Werte und ebenfalls eine Abnahme der Rotation. Die Abnahme war eine Folge der Reibung des Rades. Über die Dauer der ausgewerteten 3,5 s wurde ein linearer Verlauf angenommen und die theoretischen Werte der Rotationen berechnet. Die Analyse der drei Rotationswerte zeigen eine gute Übereinstimmung bei einer maximalen Abweichung von $\pm 0,3$ rad/s (Tab. 4-7).

Tab. 4-7: Messdaten der Rotation und Beschleunigung im Vergleich zu theoretischen Werten.

				Analyse Rotation			Analyse Beschleunigung		
Videodaten				Video	Messwerte	Theoretisch	Video	Messwerte	Theoretisch
Zeit (s)	Anz./U	Zeit/U	U/s	(rad/s)	(rad/s)	(rad/s)	(g)	(g)	(g)
16	47	0,188	5,32	33,4	33,4	33,40	27,3	26,3	27,29
16,5	48	0,192	5,21	32,7	33,0	32,96	26,2	27,7	26,58
17	48	0,192	5,21	32,7	32,4	32,52	26,2	24,5	25,87
17,5	49	0,196	5,10	32,1	32,1	32,08	25,1	26,3	25,18
18	50	0,2	5,00	31,4	31,6	31,64	24,1	24,2	24,50
18,5	50	0,2	5,00	31,4	31,1	31,20	24,1	24,2	23,82
19	51	0,204	4,90	30,8	30,8	30,76	23,2	24,2	23,15
19,5	52	0,208	4,81	30,2	30,3	30,33	22,3	22,1	22,50

Bei der Analyse der Beschleunigung muss vorerst der physikalische Zusammenhang mit der Rotation erklärt werden: Bewegt sich ein Sensor auf einer Kreisbahn wird seine Beschleunigung durch die Rotation beeinflusst. Es besteht ein Zusammenhang über die Zentralbeschleunigung a_z gemäss (Formel 4-1).

Zentralbeschleunigung:
$$a_z = \frac{v^2}{r} = \omega^2 \cdot r \quad (4-1)$$

Dabei ist v die Geschwindigkeit des Sensors auf der Kreisbahn und r seine Distanz zur Drehachse. Dieser Radius r_{ber} wurde als Mittelwert aus den unabhängigen Messungen der Beschleunigung a_z und der Rotation ω berechnet (Formel 4-2).

Radius:
$$r_{ber} = \frac{a_z}{\omega^2} = \frac{v^2}{a_z} \quad (4-2)$$

Mit diesen Daten konnten auch theoretische Werte bei der Beschleunigung berechnet werden. Diese stimmen in Tabelle (4-7) nur bedingt mit den Messwerten und den Daten der Videoauswertung überein. Es gab maximale Differenzen im Bereich von 1,5 g. Dies war auf die vertikale Anordnung des Rades zurückzuführen, da die Erdbeschleunigung den Sensor mit ± 1 g beeinflusste.

Dies wurde aus der detaillierten Darstellung der gemessenen Beschleunigungen sichtbar (Abb. 4-26). Unter Einbezug dieser Tatsache stimmten die Messwerte mit den berechneten theoretischen Werten und denjenigen aus der Videoanalyse gut überein.

Insgesamt wurden zahlreiche Versuche in dieser Art mit unterschiedlichen Geschwindigkeiten und Montageabständen durchgeführt. Jeder der drei eingebauten Sensoren zur Messung der Rotation hatte eine Kapazitätsgrenze von 2000 °/s. Dieser Wert wurde getestet, indem das Rad mit Geschwindigkeiten von 35 rad/s gefilmt wurde. Bei Betrachtung der absoluten Werte der Rotation konnten auch höhere Geschwindigkeiten gemessen werden, da die Sensoren rechtwinklig zueinander angeordnet waren. In diesem Falle lag der maximale Wert der Rotation bei 42 rad/s respektive bei 2400 °/s – eine sehr wichtige Erkenntnis bei der Messung der Rotation.

Mit den oben beschriebenen Geschwindigkeiten und den Abständen des Messmoduls von der Drehachse von 15 bis 30 cm liessen sich die Kapazitätsgrenzen der Beschleunigungssensoren nicht erreichen. Es wurden absolute Werte der Beschleunigungen von 500 m/s² gemessen. Dies entspricht 20 % der maximalen (einachsigen)

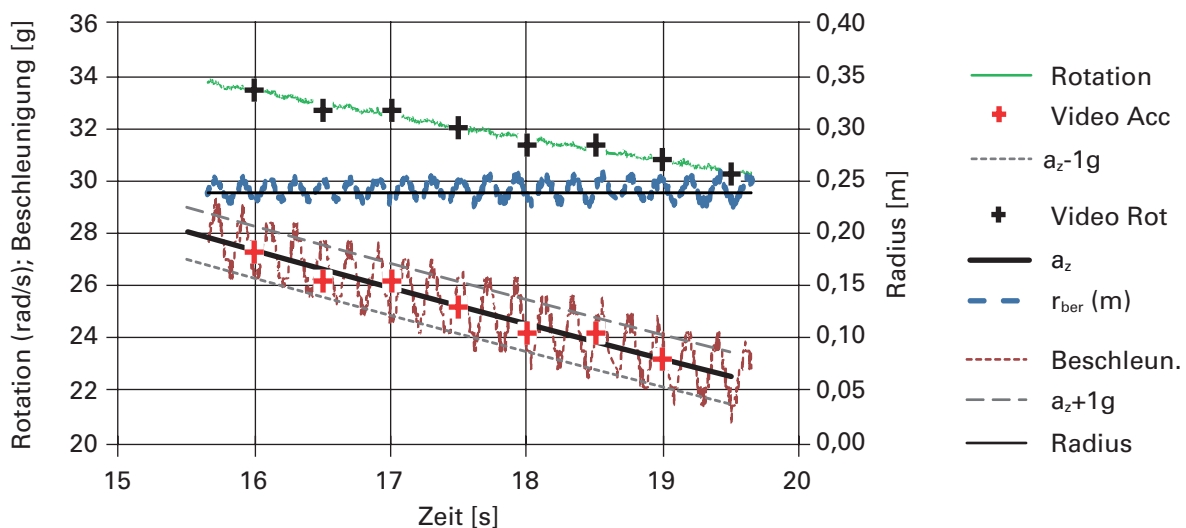


Abb. 4-26: Beobachtete, berechnete und gemessene Rotations- und Beschleunigungswerte.

Kapazitätsgrenze von 2500 m/s^2 . Mit den Messungen konnte jedoch gezeigt werden, dass das Messmodul einwandfrei funktioniert und dass die Messungen der Rotation und der Beschleunigung in allen getesteten Bereichen korrekt sind.

Versuche mit Betonwürfel an Böschung

Für die Versuche im Feld wurde das Messmodul in ein Kunststoffrohr von 50 mm Durchmesser eingebaut. Dieses wurde in einem Betonwürfel (18 kg) mit den Abmessungen von 20/20/20 cm befestigt. Auf einer kurzen Böschungen von 22 m schiefer Länge und einer Neigung von 32° wurde der Würfel nach unten geworfen. Nach dem Wurf prallte er auf den Abhang und bewegte sich anschliessend in einzelnen Sprüngen abwärts bis zur flachen Wiese, auf der er ausrollte und zum Stillstand kam (Abb. 4-27).

In den Messdaten sind die Bewegungen des Betonblocks sowohl als Rotation wie auch als Beschleunigung deutlich sichtbar. Bei der Auswertung der Daten wurde der zeitliche Nullpunkt auf den Beginn des Wurfs gesetzt. Im negativen Bereich der Zeitmessung sind die letzten 3 s vor dem Wurf mit deutlich mehr Beschleunigung und Rotation sichtbar als bei der nachfolgenden Flugparabel. Diese dauerte fast eine Sekunde und dabei fielen die Messwerte der Beschleunigung auf Null und die Rotation des Würfels blieb auf einem relativ geringen Wert von 2,2 rad/s konstant. Während des ersten Aufpralls auf die Böschung änderte sich die Rotation auf einen hohen Wert von 34 rad/s. Bei diesem Aufprall zeigte die Beschleunigung einen maximalen Wert von 660 m/s^2 – den höchsten Wert bei diesem Versuch. Die Rotation des Würfels stieg während den nachfolgenden Bodenkontakten noch weiter an auf einen maximalen Wert von 42 rad/s (nach 3,8 s) am unteren Ende der Böschung. Beim Ausrollen des Würfels in der flachen Wiese (ab etwa 4,0 s) waren immer noch einzelne Sprünge zu erkennen und die Rotation nahm ab bis auf einen Wert von Null. In der Folge blieb der Betonwürfel in der Wiese liegen; die Beschleunigungsmessung zeigte den Wert 10 m/s^2 (Erdbeschleunigung) und die Rotation blieb auf Null, bis der Würfel nach 14 s wieder angehoben und für den nächsten Versuch vorbereitet wurde (Abb. 4-28).



Abb. 4-27: Betonwürfel mit montiertem Sensor und Feldversuch an Böschung (Landikon, Birmensdorf ZH).

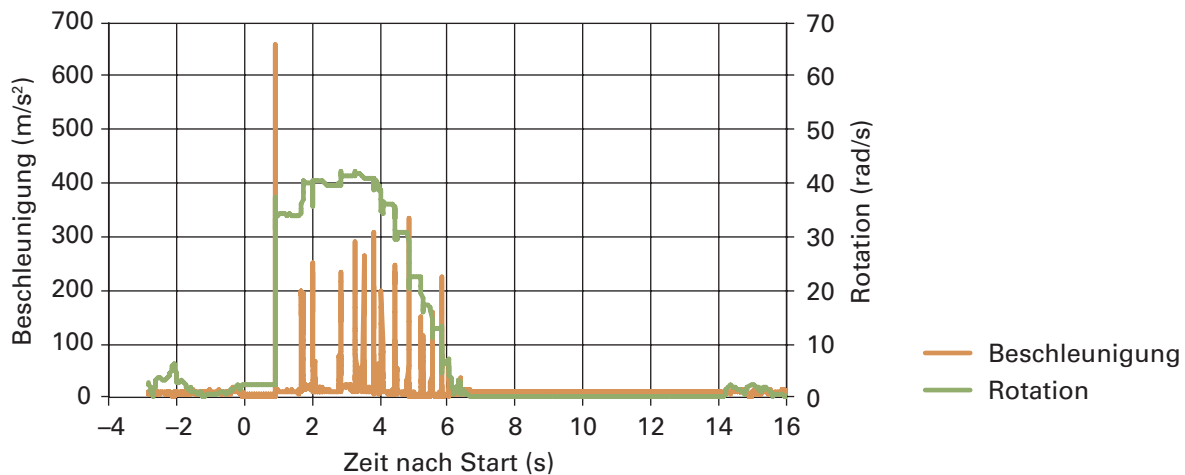


Abb. 4-28: Messwerte der Beschleunigung und Rotation beim ersten Feldversuch.

Auswertung der Beschleunigungsmessung

Mit Ausnahme des ersten Bodenkontaktes wurden maximale Beschleunigungen zwischen 200 und 340 m/s^2 gemessen. Die einzelnen Bodenkontakte sind in der Messung sehr deutlich auszumachen, und auch die dazwischenliegenden Zeitintervalle (Sprungzeiten) sind klar zu identifizieren. Der Wurf wies mit fast einer Sekunde die längste Dauer auf, im Gegensatz zu den nachfolgenden Sprungzeiten, die mit 0,2 bis 0,8 s kürzer waren. In der Zeit von 7 s traten 12 Bodenkontakte mit mehr als 100 m/s^2 Beschleunigung auf und einer mit etwa 40 m/s^2 (Abb. 4-29).

Um die Kontaktzeiten des Wurfkörpers am Boden genauer zu erfassen, wurden die einzelnen Messungen (mit Ausnahme des ersten Bodenkontaktes) im Detail analysiert. Die Messdaten der Beschleunigung geben einen detaillierten Einblick in den Verlauf und die Dauer eines jeden Bodenkontaktes. Dabei wurden die gemessenen Zeitangaben beim Start des jeweiligen Bodenkontaktes auf Null gesetzt, um die Beschleunigungen untereinander zu vergleichen. Die Resultate zeigen, dass die einzelnen Kontakte sehr unterschiedlich verliefen. Die Dauer der einzelnen Bodenkontakte lag zwischen 27 und 80 ms. Dabei dauerten kurze Kontakte 27 bis 35 ms, mittlere 30 bis 45 ms und längere Kontakt 70 bis 80 ms. Die kürzeren Kontaktzeiten kamen vor

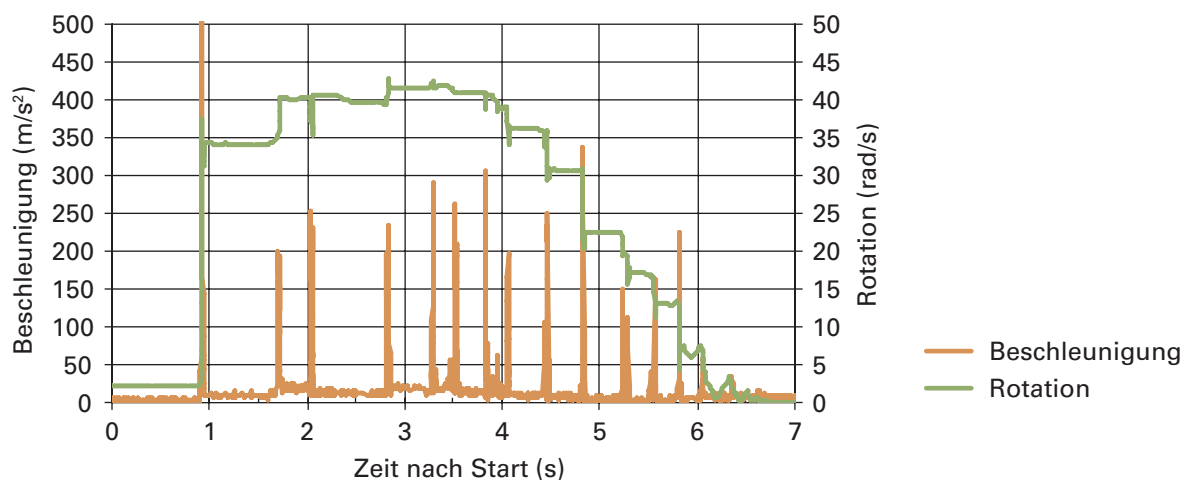


Abb. 4-29: Detaillierte Darstellung der gemessenen Beschleunigung und Rotation während der Bewegung des Wurfkörpers.

allem bis etwa 3,5 bis 4,0 s nach dem Start vor. In dieser Zeit war der Betonwürfel noch in der Böschung unterwegs. Dabei verstrich zwischen den Bodenkontakten mehr Zeit als in der nachfolgenden horizontalen Ebene auf der Wiese. Mit Ausnahme des Kontaktes nach 3,3 s lagen alle maximalen Werte der Beschleunigung in der ersten Hälfte der Kontaktzeit. Bei diesen Kontakten traten die Maxima schon nach 5 bis 17 ms auf (Abb. 4-30).

Die längeren Kontaktzeiten wiesen alle zwei maximale Werte der Beschleunigung auf, wobei die Messwerte zwischen den Maxima deutlich abfielen. Streng genommen könnte bei solchen Doppelkontakten jeweils auch jeder der beiden einzeln betrachtet werden. Die dazwischenliegende Zeit war mit 30 bis 50 ms aber kürzer als sie zwischen den anderen Bodenkontakten war. Dort betrug sie 200 bis 800 ms (Abb. 4-31).

Bei der Messung des Bodenkontaktes 3.3 fiel auf, dass die Verzögerung bis zum Maximalwert fast 10 ms dauerte und linear verlief. Auch bei anderen Messungen

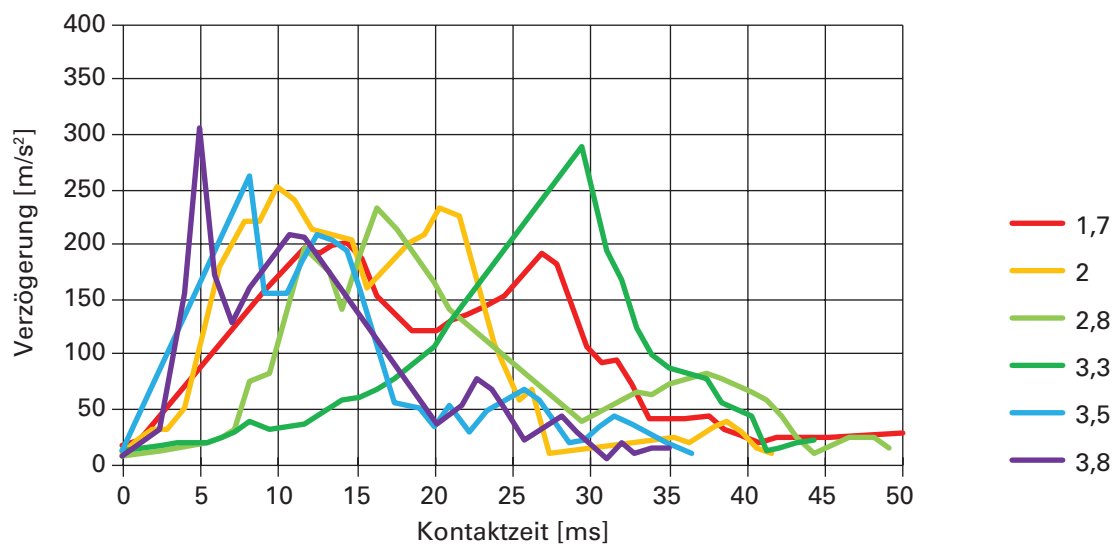


Abb. 4-30: Dauer und Verlauf der Bodenkontakte in der Böschung (1,7 s bis 3,8 s nach Start).

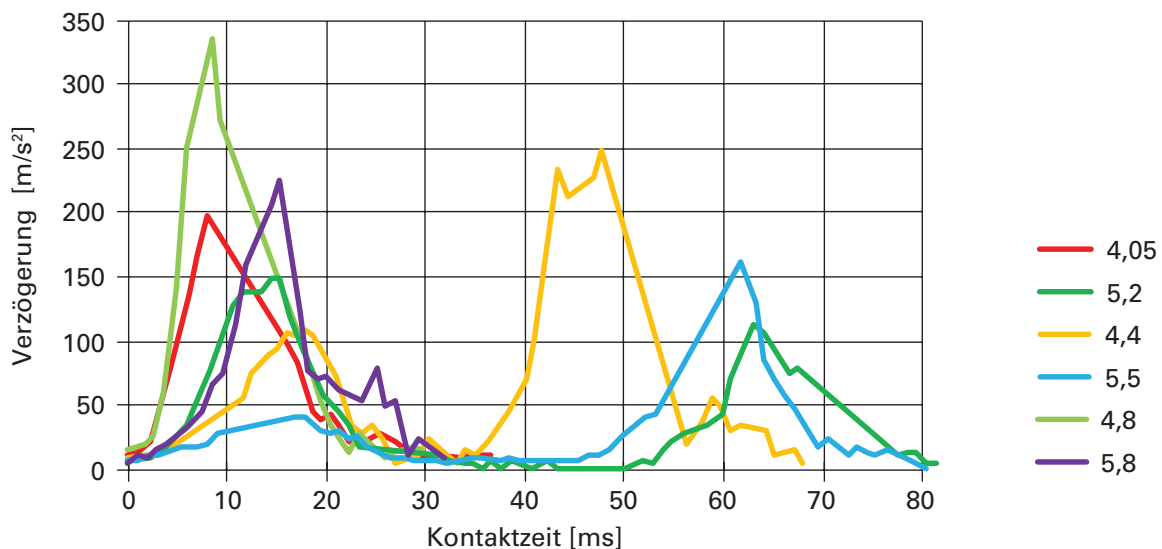


Abb. 4-31: Dauer und Verlauf der Bodenkontakte in der Ebene (4,05 bis 5,8 s nach Start).

wurde jeweils ein mehr oder weniger langes lineares Ansteigen oder Abfallen der Beschleunigungen protokolliert. Es zeigte sich, dass diese langen Anstiege infolge niedriger Messfrequenz entstanden. Daher analysiert eines der nachfolgenden Kapitel diesen Einfluss näher.

Auswertung der Rotationsmessung

Bei der Auswertung der Rotation wurden nicht mehr alle Kontakte im Detail aufgezeigt, sondern nur noch je eine typische Beschleunigung und eine Verzögerung der Rotation. Beim ersten Bodenkontakt (bei 0,95 s) erhöhte sich die Rotation von 2 rad/s auf 34 rad/s. Dies ist eine ausserordentlich hohe Beschleunigung für Steinschlag und dürfte auf den von Hand ausgeführten Wurf zurückzuführen sein. Die anfänglich kleine Rotation passte sich beim ersten Bodenkontakt der relativ hohen Translationsgeschwindigkeit an. Die kantige Form des Wurfkörpers und der relativ kleine Radius trugen ebenfalls zur hohen Beschleunigung bei.

Typischer für diesen Versuch war der Bodenkontakt bei 1,7 s, bei dem sich die Rotation von etwa 35 rad/s auf 40 rad/s erhöhte. Aus der Beschleunigungsmessung (Abb. 4-30) ergab sich eine Dauer der Kontaktzeit von etwa 40 ms mit Start bei 1,69 s. Die Messwerte der Rotation alleine zeigen einen leicht späteren Beginn der Rotationsänderung (bei etwa 1,7 s) (Abb. 4-32 links).

Die detaillierte Auswertung der Messung zeigt, dass zu Beginn des Bodenkontaktes die Rotation leicht abnahm (bei 1,705 s) und sie in der zweiten Hälfte des Kontaktes leicht höher war als nach dessen Ende (bei 1,73 s). Dies bedeutet, dass die Rotation nicht nur zunahm, sondern vorher und nachher noch leichte Verzögerungen wirkten. Wie gross diese waren, lässt sich mit einer partiellen Differenzialrechnung bestimmen (Formel 4-3).

$$\text{Verzögerung, Beschleunigung:} \quad \pm ar = \frac{\Delta\omega}{\Delta t} \quad (4-3)$$

Die Resultate zeigen maximale Werte von fast 1200 rad/s² bei der Beschleunigung und – 200 rad/s² bei der Verzögerung. Der Start und das Ende des Kontaktes kann allerdings aus dieser Berechnung nicht exakt herausgelesen werden (Abb. 4-32 rechts). Dies dürfte an den relativ kleinen Kräften (respektive Beschleunigungen) am Anfang und am Ende des Bodenkontaktes liegen (Abb. 4-30).

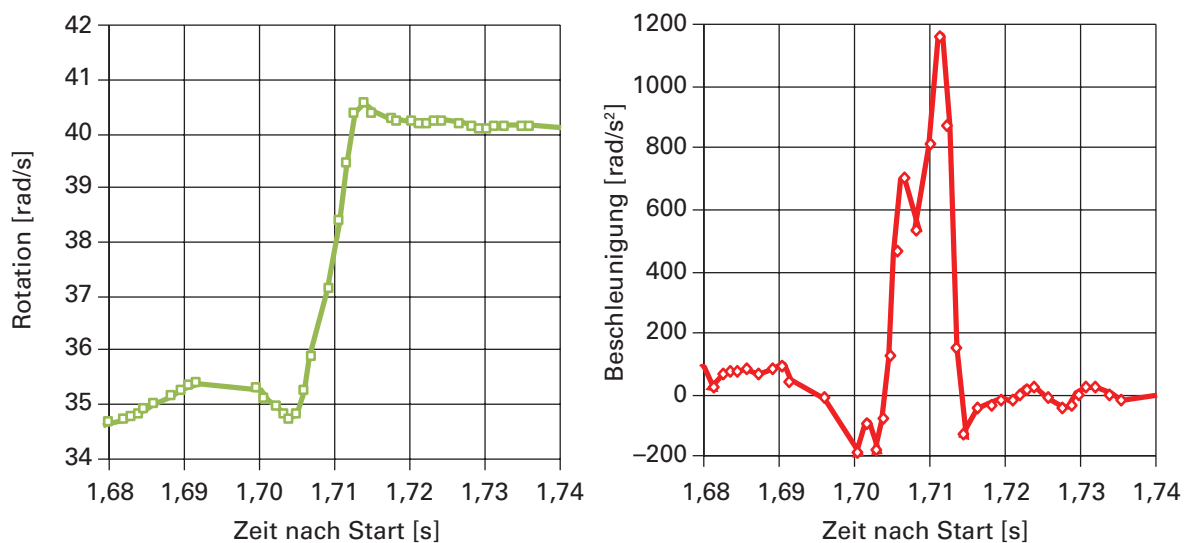


Abb. 4-32: Rotationsänderungen und Beschleunigung (+) respektive Verzögerung (–) während des Bodenkontakts bei 1,7 s.

Um die Verzögerung der Rotation detailliert zu analysieren, wurde der Kontakt bei 4,8 s gewählt, da dort die Rotation von etwa 31 rad/s auf 22 rad/s abgebremst wurde. Dieser Abbremsvorgang dauerte etwa 25 ms (Abb. 4-30) und begann bei 4,82 s. Ein weiterer Grund für die Auswahl dieses Abbremsvorganges ist die ungenügende Messfrequenz während dem Bodenkontakt. Vor und nach dem Kontakt wurde mit einer Frequenz von 800 bis 900 Hz gemessen, während des Kontakts fällt die Messfrequenz auf einen Wert von 120 Hz ab (Abb. 4-33 links).

Die Verzögerungswerte zuverlässig auszuwerten, ist bei dieser tiefen Frequenz nicht möglich. Wird die Verzögerung trotzdem berechnet, so ist im vorliegenden Fall der minimale Wert von 4200 rad/s^2 mit Vorsicht zu interpretieren (Abb. 4-33 rechts).

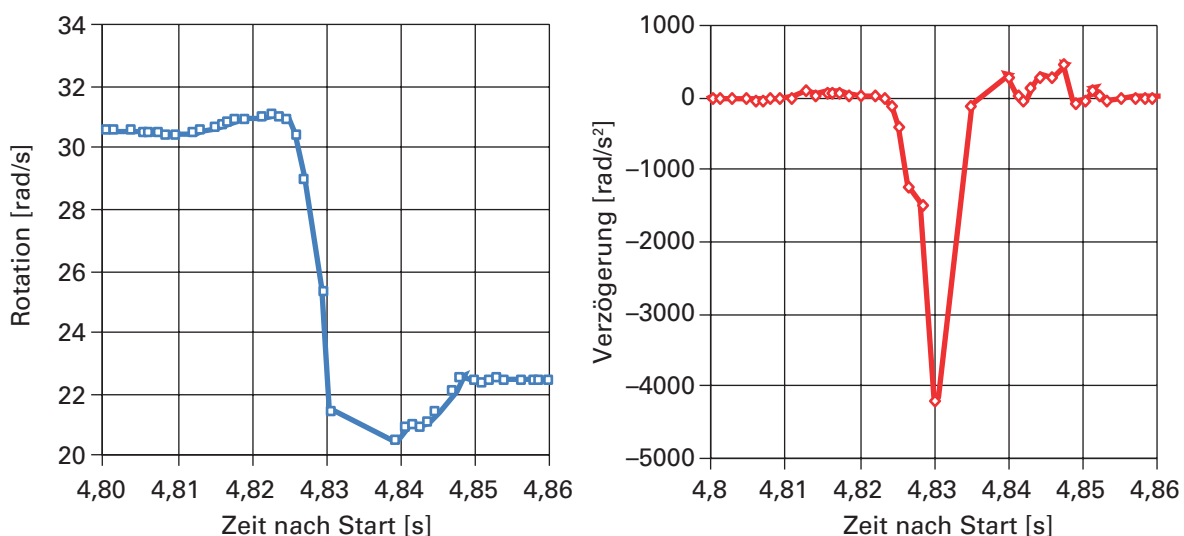


Abb. 4-33: Rotationsänderung und Verzögerung während des Bodenkontakts bei 4,8 s.

Auswertung der Messfrequenz

Bei der Analyse der Messfrequenz wurde die zeitliche Differenz zwischen zwei Messungen berechnet und der jeweils reziproke Wert stellt die Frequenz dar. Durchschnittlich wurden 670 Messungen pro Sekunde erfasst; meistens mit einer maximalen Frequenz von 1100 Hz. Daneben gab es aber auch einzelne Werte von 400 bis 1000 Hz. Durchschnittlich alle 45 ms wurde aber lediglich mit einer Frequenz von 120 Hz gemessen, was einem Zeitintervall der Messung von 8 ms entspricht (Abb. 4-34). Dieses Zeitintervall war deutlich zu lang, um Bodenkontakte zu messen, und die Messfrequenz musste für die nachfolgenden Versuche verbessert werden.

Mit dem gleichen Sensor wurden in der Folge weitere Versuche im Gebirge gemacht. Dabei zeigte sich, dass die Kapazitätsgrenze der einzelnen Rotations-Sensoren von $2000^\circ/\text{s}$ bei so kleinen Wurfkörpern relativ schnell erreicht wurde. Die obere Grenze kommt 5,6 Umdrehungen pro Sekunde (35 rad/s) gleich, was beim verwendeten Wurfkörper lediglich einer Translationsgeschwindigkeit von 4,5 m/s entspricht. Beim Aufschlagen des Wurfkörpers auf befestigten Alpstrassen stiessen auch die Beschleunigungssensoren an ihre Kapazitätsgrenze von 2500 m/s^2 . Daher wurden bei den neuen Sensoren die Grenzen erweitert – mit Erfolg, wie neuste Resultate zeigen (GERBER 2018).

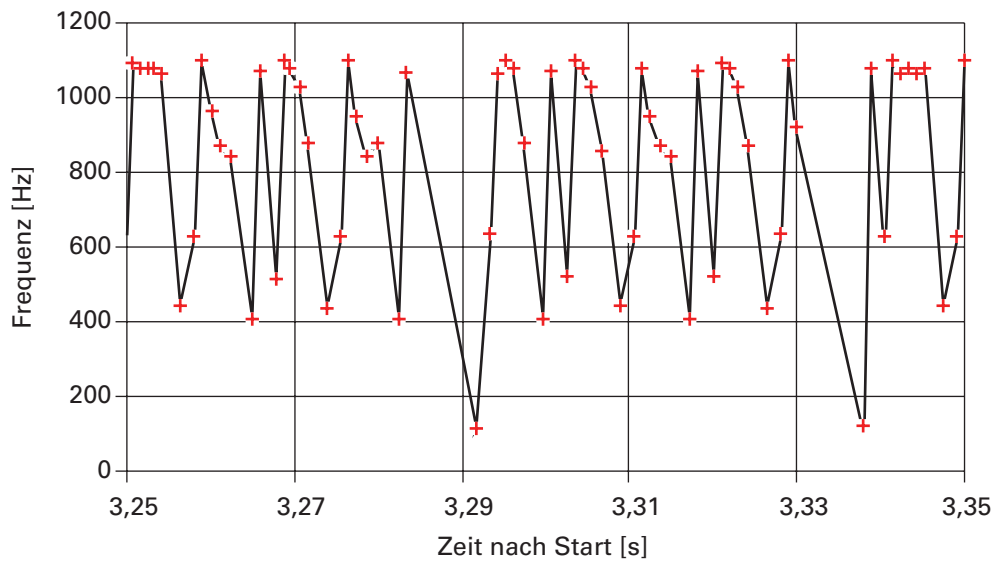


Abb. 4-34: Unterschiedliche Frequenz der einzelnen Messungen innerhalb von 0,1 s.

5 Falltests in Versuchsanlagen

Wohngebiete werden oft durch Steinschlagdämme geschützt. Schlägt ein Felsblock in einen Schutzdamm, entsteht im Damm ein Krater mit einem bestimmten Ausmass. Der entsprechende Block liegt meist daneben und kann vermessen werden. Daraus lassen sich dessen Volumen und Masse ableiten. Damit können jedoch noch keine Angaben zum Abbremsprozess gemacht werden, fehlen dafür doch Daten zur Geschwindigkeit, Richtung, Flugbahn und Abbremszeit. Wären diese vorhanden, liesse sich der Abbremsprozess charakterisieren und die wirkenden maximalen Abbremskräfte grob abschätzen. Voraussetzung wäre allerdings, dass der dynamische Abbremsweg der gemessenen Kratertiefe gleichgesetzt wird. Da bei natürlichen Abbremsprozessen viele Parameter abgeschätzt werden müssen, wurden Fallversuche mit künstlichen Wurfkörpern (Betonwürfel) auf verschiedenen Materialien durchgeführt. Damit konnten offene Fragen über den Verlauf der Verzögerung während dem Abbremsprozess beantwortet und Eindringtiefe (Bremsweg) und Bremszeit ermittelt werden.

5.1 Aufprallversuche auf einzelne Bodenschichten

In einer ersten Versuchsreihe wurden zwei verschiedene Wurfkörper von 800 und 4000 kg Masse auf zwei verschiedenen dicke Böden (0,5 m und 1,3 m) aus unterschiedlichen Höhen (2,5–15 m) fallen gelassen. Dabei wurde die Verzögerung beim Abbremsen gemessen (Abb. 5-1). Die Hoffnung war, dass sich aus dieser relativ einfachen Versuchsanordnung Resultate erzeugen liessen, aus denen ein allgemeiner Trend zu erkennen war.

Eine erste Hypothese besagt, dass bei höheren Geschwindigkeiten die Bremszeiten eher kürzer ausfallen respektive bei kleinen Fallhöhen eher längere Abbremszeiten auftreten. Der zweiten Hypothese zufolge dringen Wurfkörper in dünnere Böden we-



Abb. 5-1: Wurfkörper (4000 kg) kurz vor dem Anheben für einen Versuch auf geschütteten Boden mit einer Dicke von 0,5 m. Im Hintergrund eine Bodenschicht mit einer Dicke von 1,3 m (Versuchsanlage Lochezen, Walenstadt SG).

niger stark ein als in Böden mit einer dickeren Schicht. Die dritte Hypothese besagt, dass bei grösseren Eindringtiefen die Verzögerungen kleiner sind. Alle drei Hypothesen sollten mit Versuchen überprüft werden.

Durchgeführte Versuche

Aus jeder Fallhöhe wurden jeweils drei Versuche durchgeführt, um die Messresultate vergleichen zu können. Die Wurfkörper wurden mehrheitlich aus Höhen von 2,5 m, 5,0 m, 10,0 m und 15,0 m fallen gelassen. Bei der Kombination des 800 kg-Wurfkörpers mit der Bodendicke von 0,5 m kamen noch die Fallhöhen 7,5 m und 12,5 m dazu (Tab. 5-1).

Tab. 5-1: Versuchsnummerierung mit Masse der Wurfkörper, Stärke der Bodenschicht, Fallhöhen und Geschwindigkeiten.

Dicke	Masse	Fallhöhen resp. Geschwindigkeiten					
		2,5 m	5 m	7,5 m	10 m	12,5 m	15 m
		7 m/s	10 m/s	12 m/s	14 m/s	15,5 m/s	17 m/s
0,5 m	800 kg	1, 2, 3	4, 5, 6	7, 8, 9	10, 11, 12	13, 17, 15	16, 17, 18
0,5 m	4000 kg	19, 20, 21	22, 23, 24		25, 26, 27		28, 29, 30
1,3 m	4000 kg	31, 32, 33	34, 35, 36		37, 38, 39		40, 41, 42
1,3 m	800 kg	43, 44, 45	46, 47, 48		49, 50, 51		52, 53, 54

Kornverteilung des Bodenmaterials

Der Boden auf dem Versuchsgelände besteht aus Ausbruchmaterial der umliegenden Felsen. Daraus wurden drei Proben mit Massen von 23 bis 53 kg entnommen, im Labor der WSL gesiebt sowie nach der Norm SN 670 008a klassiert. Dabei zeigte sich, dass sich das Bodenmaterial hauptsächlich aus Kies (72 %) und Sand (20 %) zusammensetzt. Daneben sind 8 % Feinanteile kleiner als 0,06 mm enthalten. Die Analyse der Kornverteilungskurve ergab einen gut abgestuften Kies mit Silt und Sand GW-GM

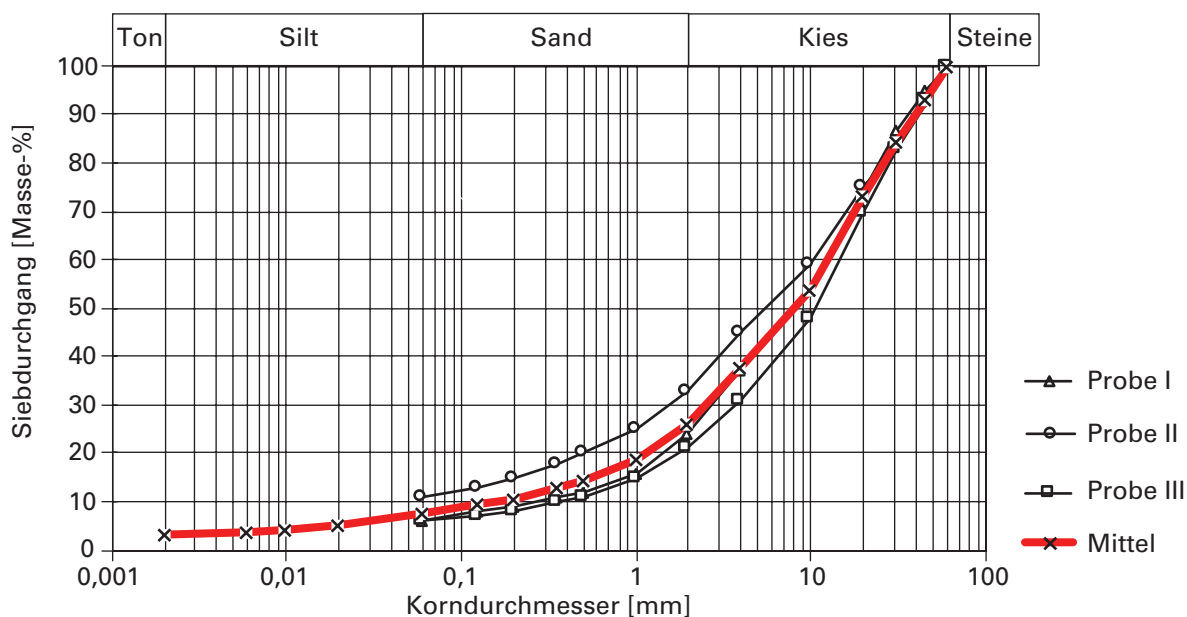


Abb. 5-2: Kornverteilung des Bodenmaterials.

(Abb. 5-2). Gemäss Norm SN 670 010b beträgt der innere Reibungswinkel dieses Materials 36° . Es erfolgten keine weiteren Analysen zur Konsolidation oder Dichte des Bodenmaterials. Kornanteile grösser als 63 mm wurden vorgängig aus dem Probenmaterial entfernt.

Mess- und Auswertemethoden

Zur Vorbereitung der Versuche wurde zunächst eine Bodenschicht mit einer Dicke von 0,5 m geschüttet. Steine mit einem Durchmesser von mehr als 30 cm wurden entfernt, da diese die Messungen möglicherweise beeinflusst hätten. Die dickere Schicht wurde schon vor Jahren geschüttet und war teilweise bereits natürlich verfestigt (Abb. 5-1).

Sechs auf dem Wurfkörper montierte Sensoren massen die Verzögerungen. Sie wiesen einen Messbereich vom 100- bis 500-fachen der Erdbeschleunigung (g) auf. Vor jedem dritten Versuch erfolgte eine statische Messung, um die Abweichungen gegenüber der Erdbeschleunigung zu protokollieren. Waren diese grösser als ± 1 g, wurden die Sensoren neu tariert. Die dynamischen Messungen wurden mit Frequenzen von zwei und fünf Kilohertz erfasst. Die Messdauer war auf 3 s beschränkt, um nicht zu viele Daten zu produzieren und die maximale Fallzeit von 1,7 s messen zu können, die bei einem freien Fall aus 15 m auftritt.

Vor und nach jedem Versuch wurde die Lage des Wurfkörpers mit dem Nivellierinstrument vermessen. Aus diesen Daten liess sich eine «statische» Eindringtiefe ermitteln. Zu diesem Zweck wurden jeweils vier Punkte auf der Oberfläche gemessen und anschliessend gemittelt. Die Fallhöhe wurde mit einem elektronischen Distanzmessgerät bestimmt.

Nach jedem Versuch wurden die Daten der Sensoren direkt gespeichert. Da die beiden 100 g-Sensoren bei einigen Versuchen überlastet waren, liessen sich die Daten dieser Sensoren nicht auswerten (grundsätzlich zeigten sie jedoch identische Werte). Die Daten der vier 500 g-Sensoren wurden gemittelt. Daraus liess sich ein gleitender Mittelwert über die Dauer von 2 ms (11 Messwerte) berechnen (Abb. 5-3). Auf Basis dieses gleitenden Mittelwertes wurde der maximale Wert der Verzögerung bestimmt.

Die Aufprallgeschwindigkeit berechnete sich aus der Fallzeit (Messwerte betragen Null) und liess sich mit dem theoretischen Resultat aus der Fallhöhe verifizieren. Von dieser maximalen Geschwindigkeit wurde durch Integration der Verzögerungswerte der Verlauf der Geschwindigkeit während der Abbremsphase ermittelt. Die Abbremszeit liess sich beim Durchgang durch den Nullwert der Geschwindigkeit bestimmen (Abb. 5-4). Da der Wurfkörper mit dem Boden länger in Kontakt war als die Abbremszeit dauerte, wurde der Wurfkörper wieder zurück nach oben beschleunigt. Je nach

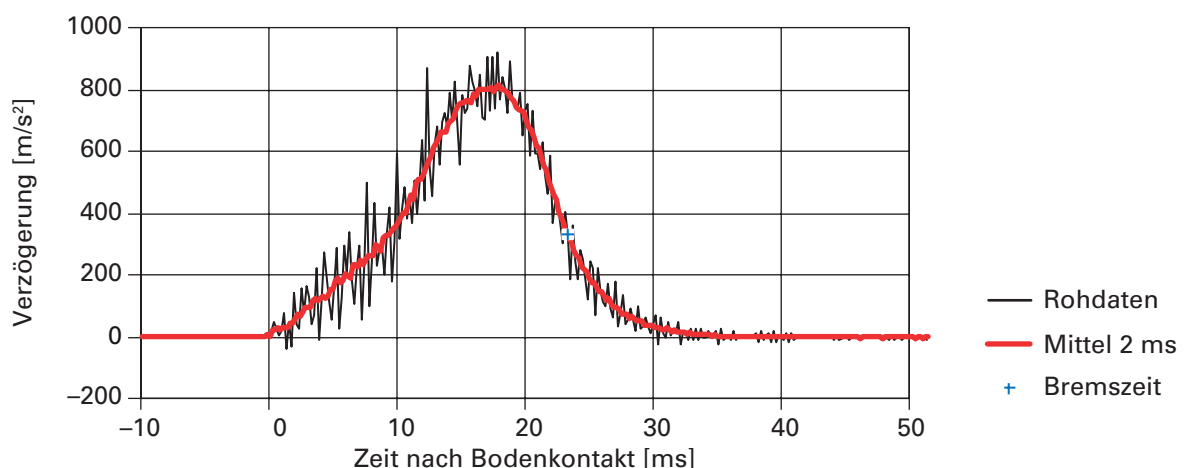


Abb. 5-3: Mittelwert der Sensoren und gleitender Mittelwert über 2 ms.

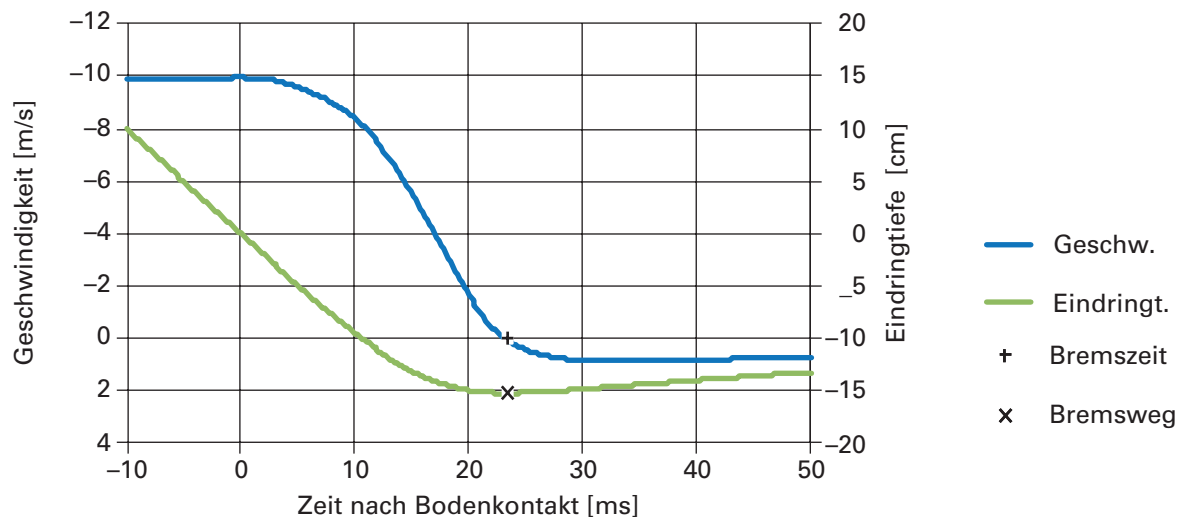


Abb. 5-4: Verlauf der Geschwindigkeit und der Eindringtiefe.

Höhe des Verzögerungswertes und der Differenz zwischen Kontaktzeit und Abbremszeit wurden unterschiedliche Geschwindigkeiten erreicht. Die dynamische Eindringtiefe des Wurfkörpers im Boden (Bremsweg) wurde mit der Integration des Geschwindigkeitsverlaufes bis zum Erreichen der Bremszeit ermittelt (Abb. 5-4).

Bei diesen Versuchen wurde mittels Normierung der Verzögerung und Bremszeit auch der Verlauf der Verzögerungskurven analysiert. Dazu wurden der maximale Wert der Verzögerung jeweils auf 100 % gesetzt und die anderen Messwerte entsprechend angepasst. In gleicher Weise wurden auch die Abbremszeit auf 100 % gesetzt und die anderen Zeitwerte entsprechend umgerechnet. Die Darstellung der normierten Abbremsvorgänge ergab für jede der vier Versuchsreihen sehr interessante Einblicke in den Verlauf der Verzögerungswerte. Diese unterschieden sich nicht nur optisch, sondern auch in Bezug auf die charakteristischen Werte der Abbremsvorgänge.

Resultate über Verzögerung, Eindringtiefe und Bremszeit

Die maximalen Verzögerungen streuten versuchsbedingt in einem weiten Bereich von 220 bis 1800 m/s^2 . Bei allen Fallhöhen resultierten die grössten Werte bei der Kombination «grosser Wurfkörper und dünne Bodenschicht». Im Gegensatz dazu ergaben sich die kleinsten Verzögerungswerte bei der Versuchsreihe «grosser Wurfkörper und grosse Bodendicke» (220–900 m/s^2 , Abb. 5-5). Bei den Versuchen mit dem 800 kg schweren Wurfkörper war nicht erkennbar, dass in der dicken Bodenschicht die Verzögerungen kleiner und in der dünneren Schicht grösser waren – im Gegenteil: Die grösseren Verzögerungen traten bei der dickeren Bodenschicht auf und die kleineren Verzögerungen bei der dünneren – vor allem bei den grösseren Fallhöhen. Bei den Fallhöhen von 2,5 m hingegen unterschieden sich die Verzögerungen nicht messbar.

Die grössten Eindringtiefen von 15 bis 30 cm wurden bei der Kombination «grosser Wurfkörper und grosse Bodendicke» gemessen, gefolgt von der Versuchsreihe «grosser Wurfkörper mit dünner Bodenschicht». Die Eindringtiefen lagen dort mit 10 bis 18 cm noch deutlich über den beiden Versuchsreihen mit dem 800 kg-Wurfkörper. Die zwei Reihen unterschieden sich bezüglich Eindringtiefe nicht; bei allen Versuchen lagen sie in einem Bereich von 7 bis 18 cm (Abb. 5-5).

Das deutlich andere Verhalten des grossen Wurfkörpers in Kombination mit der dicken Bodenschicht ist auch bei den Abbremszeiten sichtbar. Diese Bremszeiten befanden sich in einem Bereich von 33 bis 50 ms, während sie bei den anderen drei Versuchsreihen zwischen 17 und 31 ms lagen. Bei den Versuchen mit dem kleineren

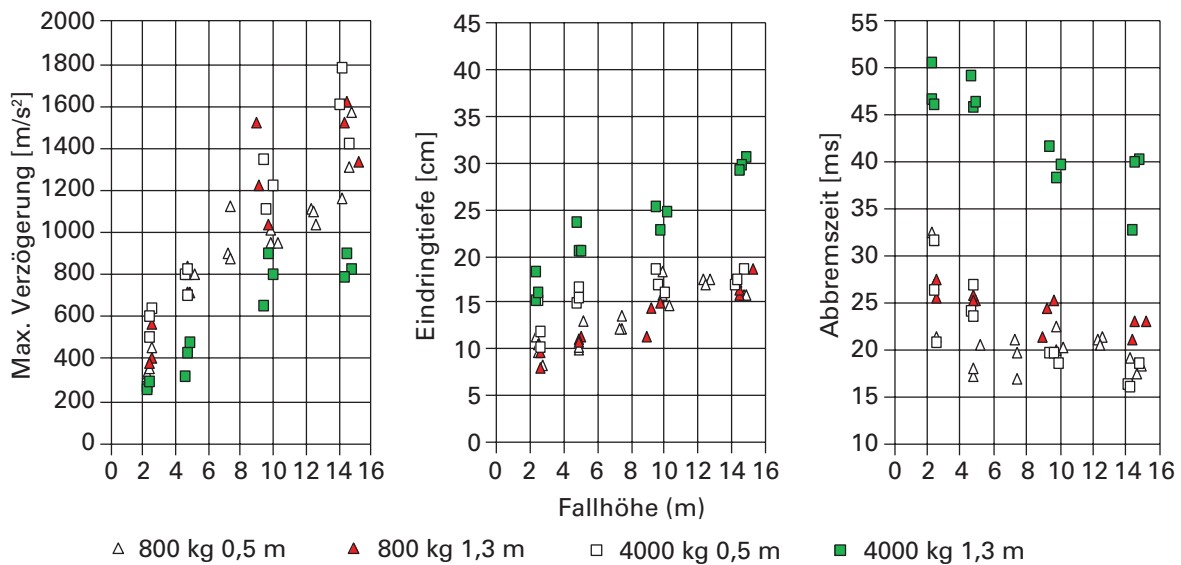


Abb. 5-5: Maximale Verzögerung, Eindringtiefe und Abbremszeit für verschiedene Fallhöhen, Massen der Wurfkörper und Bodendicken.

Wurfkörper lagen die Bremszeiten bei der dickeren Bodenschicht um durchschnittlich 4 ms über denjenigen mit der dünneren Bodenschicht. Die Abbremszeiten des grossen Wurfkörpers auf der dünneren Bodenschicht umfasste beinahe das gleiche Spektrum wie bei den Versuchen mit dem kleineren Wurfkörper (16–31 ms).

Die zu Beginn der Versuche aufgestellte erste Hypothese, wonach bei höheren Geschwindigkeiten kürzere Abbremszeiten zu erwarten sind, bestätigte sich bei allen Versuchsreihen. Bei den kleinsten Fallhöhen (2,5 m) betrug die Bremszeit je nach Versuch 20 bis 50 ms, was etwa 3,5 bis 7 % der Fallzeit entspricht. Bei der grössten Fallhöhe lagen die Bremszeiten bei 15 bis 40 ms. Dies entspricht noch 1 bis 2 % der Fallzeit.

Die zweite Hypothese, wonach die Blöcke bei dickerem Boden tiefer eindringen, konnte nur mit den Versuchen des grösseren Wurfkörpers (4000 kg) bestätigt werden. Beim kleineren Wurfkörper (800 kg) war das Gegenteil der Fall. In der dünneren Schicht drangen sie durchschnittlich um einen Zentimeter tiefer ein als in der dickeren.

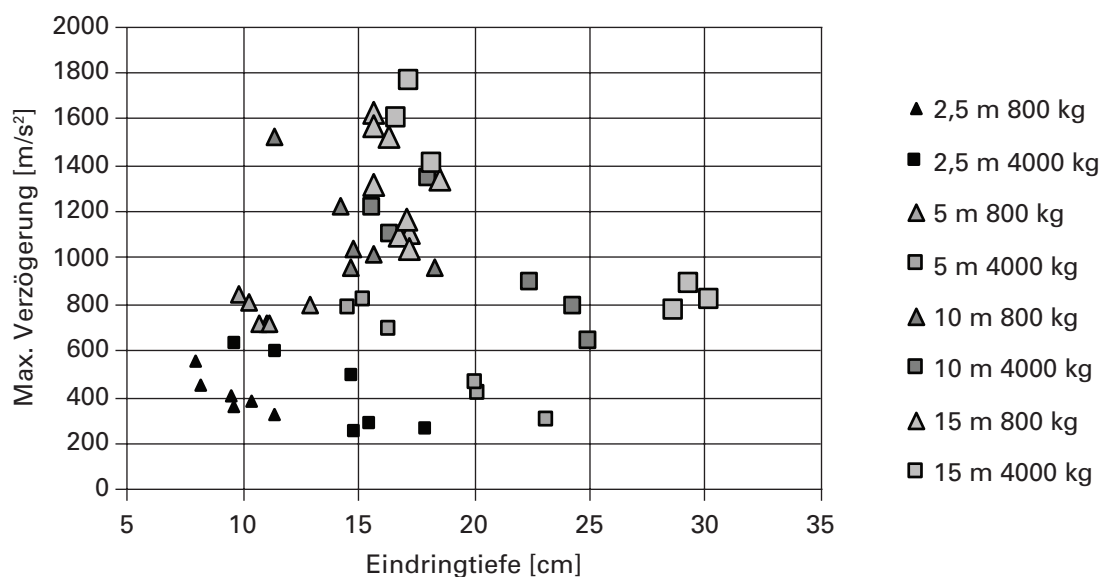


Abb. 5-6: Maximale Verzögerungen in Abhängigkeit der Eindringtiefen.

Bei der Analyse der dritten Hypothese (bei grösseren Eindringtiefen werden kleinere Verzögerungen erwartet) mussten die Verzögerungen den Eindringtiefen bei gleichen Fallhöhen gegenübergestellt werden. Die Hypothese traf im Allgemeinen zu, war aber nicht bei allen Versuchsreihen so deutlich sichtbar wie bei der Kombination der Fallhöhe von 5 m und dem 4000 kg schweren Wurfkörper. Bei dieser Versuchsreihe betrug die Verzögerung 800 m/s^2 bei einer Eindringtiefe von 15 cm. Bei 23 cm Eindringtiefe lag sie noch bei 300 m/s^2 (Abb. 5-6).

Abschätzung der maximalen Verzögerung

Basierend auf der relativ einfachen Versuchsanordnung wurden mithilfe einer multiplen linearen Regression die maximalen Verzögerungen aus den Parametern Masse, Fallhöhe und Bodendicke berechnet. Die entsprechende Formel (5-1) lautet:

$$a_{maz} = 70 * h - 195 * b - 0.035 * m + 560 \quad (5-1)$$

Dabei wurden die Fallhöhe h (m), die Bodendicke b (m) und die Masse m (kg) als Faktoren verwendet. Mit dieser Formel konnten 73% der Messwerte erklärt werden ($r^2 = 0,73$) bei einer Standardabweichung von $\sigma = 210 \text{ m/s}^2$ (Abb. 5-7).

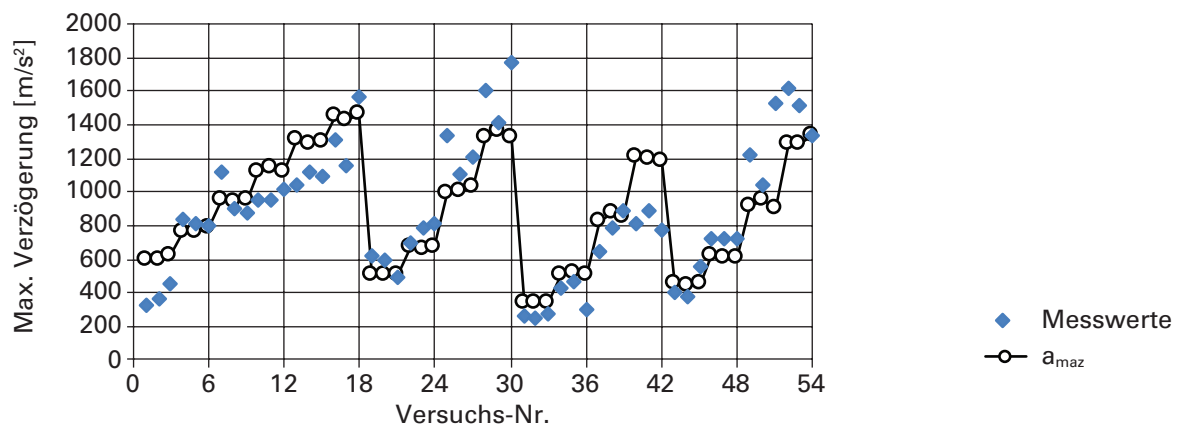


Abb. 5-7: Messwerte der maximalen Verzögerung und mit multipler linearer Regression berechnete Werte (a_{maz} lin).

Normierung der Messwerte bezüglich Verzögerung

Die Abbremsvorgänge ähnelten sich bei diesen Versuchen nicht wie anfänglich angenommen, sondern unterschieden sich deutlich. Die Bodendicke und die verschiedenen Massen bewirkten unterschiedliche Verläufe der Verzögerungen. Das Verhältnis zwischen der Kontaktzeit und der Abbremszeit war jeweils nahezu konstant. Es betrug bei fast allen Versuchen 150% und die Kontaktzeit dauerte also um 50% länger als die Abbremszeit.

Die Versuche mit dem kleineren Wurfkörper und der dünnen Bodenschicht (Nr. 1–18) zeigten zwei scheinbar maximale Werte der Verzögerung. Tatsächlich gab es aber bei jedem Versuch nur einen maximalen Wert, und dieser lag entweder bei 10 bis 25% der Bremszeit oder zwischen 55 bis 75%. In einer ersten Phase des Eindringprozesses wurde das Bodenmaterial beschleunigt, was zum genannten zweiteiligen Verlauf der Verzögerungswerte geführt haben dürfte. Unmittelbar nach dieser ersten Phase sank die Verzögerung des Wurfkörpers, stieg dann in der dünnen Bodenschicht (und im kompakten Bodenmaterial) nochmals an und fiel anschliessend definitiv ab. Bei der grössten Eindringtiefe (Abbremszeit = 100%) betrug die Verzögerung noch 20 bis 50% des maximalen Wertes. Nach 125 bis 150% der Bremszeit sank sie auf Null ab (Abb. 5-8).

Beim grossen Wurfkörper und der dünnen Bodenschicht (Versuche 19–30) traten alle maximalen Verzögerungen in der zweiten Hälfte der Bremszeit auf. In der ersten Hälfte wurde der Wurfkörper nur wenig abgebremst und die Verzögerungen lagen bei 60 bis 95 % des maximalen Wertes. Die Beschleunigung des Bodenmaterials war nur noch bei wenigen Versuchen deutlich sichtbar. Dies scheint eine Folge der fünffachen Masse des Wurfkörpers zu sein. Dass die Kontaktfläche des Wurfkörpers mit dem Boden lediglich um den Faktor drei grösser war, dürfte ebenfalls zu dieser geringen Beschleunigung des Bodenmaterials beigetragen haben. Die meisten maximalen Verzögerungen traten in einem relativ engen Bereich von 60 bis 75 % der Bremszeit auf. Im Gegensatz dazu betrugen die Verzögerungen zur Abbremszeit noch 20 bis 65 % des Maximalwertes (Abb. 5-8).

Bei den Versuchen mit der dickeren Bodenschicht (Nr. 31–54) und dem kleineren Versuchskörper lagen alle maximalen Werte der Verzögerung zwischen 10 bis 35 % der Bremszeit. Je früher der maximale Wert erreicht wurde, desto stärker stieg die Verzögerung an. Dies deutet darauf hin, dass das Material an der Bodenoberfläche verdichtet war. Unmittelbar unterhalb dieser obersten Schicht dürfte der Boden weniger stark verdichtet gewesen sein, da die Verzögerung mehr oder weniger linear abnahm. Diese Aussage trifft vor allem bei den Versuchen mit dem kleineren Wurfkörper (Nr. 43–54) zu. Im Gegensatz dazu verflachte bei den Versuchen mit dem grossen Wurfkörper (Nr. 31–42) die Verzögerung nach dem Maximalwert nochmals.

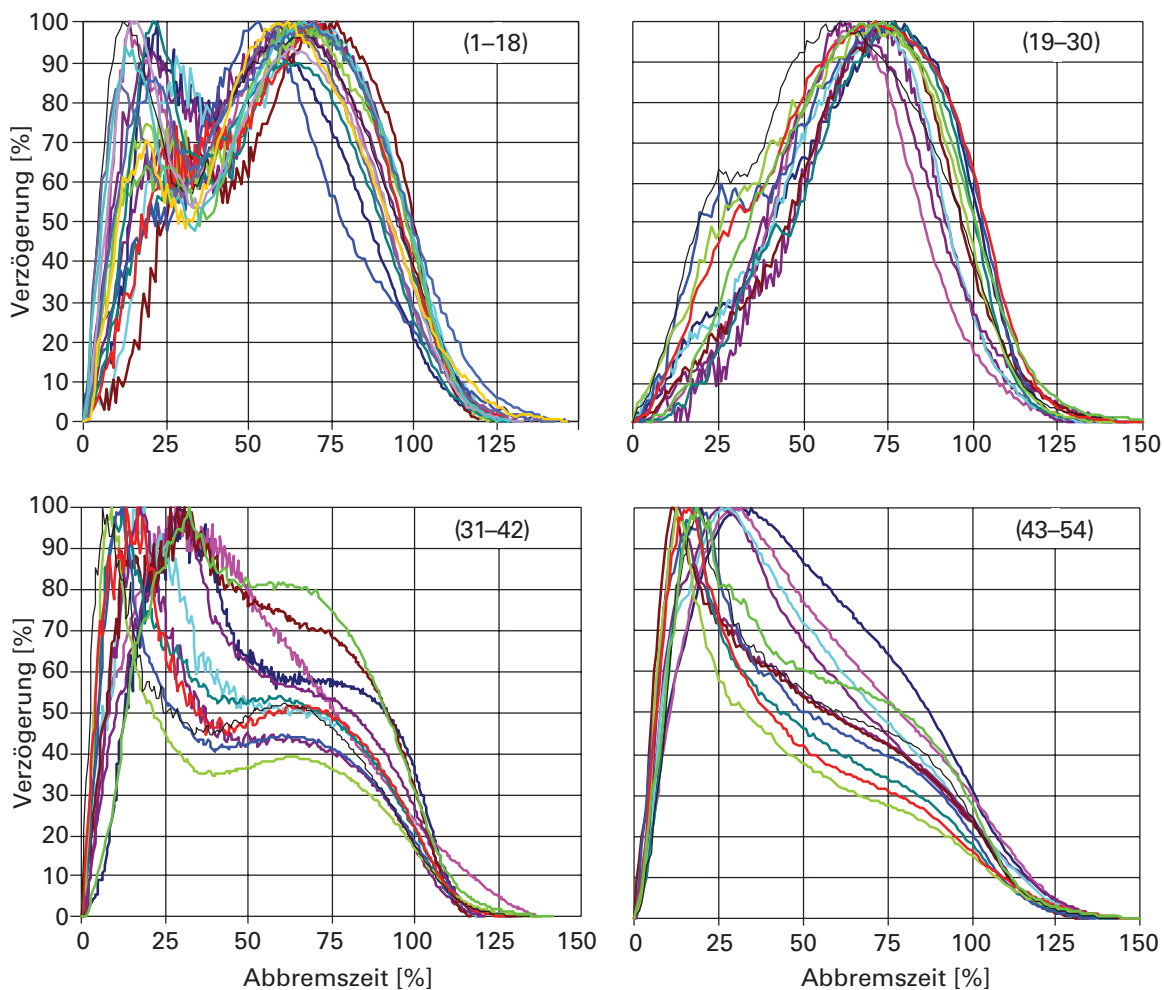


Abb. 5-8: Maximale Verzögerung, Eindringtiefe und Abbremszeit der vier Versuchsreihen mit insgesamt 54 Versuchen (in Klammer: Versuchsnummern).

Diese Resultate der Normierung zeigen, dass der Verlauf der Verzögerungskurven weniger von der Aufprallgeschwindigkeit abhängt als vielmehr von der Bodendicke respektive deren Verdichtung sowie von der Wurfkörpermasse. Der kleinere Körper reagierte empfindlicher auf den verdichteten Boden und zeigte die maximale Verzögerung unmittelbar nach dem Aufprall (Versuche 43–54).

Charakteristische Werte bezüglich Abbremsvorgang

Da die Abbremsvorgänge bei diesen Versuchen kurz waren ($t < 0,04$ s), wurde die Erdbeschleunigung bei der Berechnung der Verzögerungs- und Wegfaktoren vernachlässigt. Die vier verschiedenen Versuchskombinationen zeigten verschiedene Wertekombinationen. Generell waren die Wegfaktoren bei den Versuchen mit der dickeren Bodenschicht (Nr. 31–54) mit Werten von 0,4 bis 0,52 kleiner als bei der dünneren Schicht mit Werten von 0,47 bis 0,68. Bei der dickeren Bodenschicht lagen die Verzögerungsfaktoren zwischen 1,5 bis 2,5 und bei der dünneren Bodenschicht mit 1,3 bis 2,2 noch etwas tiefer (Abb. 5-9).

Für die Umsetzung dieser Resultate in die Praxis lassen sich drei unterschiedliche Abbremsprozesse charakterisieren. Beim «normalen» Prozess treten Wegfaktoren von 0,45 bis 0,6 und Verzögerungsfaktoren von 1,3 bis 1,8 auf. Die Verzögerung steigt mehr oder weniger kontinuierlich an und weist ungefähr in der Mitte der Bremszeit einen maximalen Wert auf. Das Bodenmaterial ist genügend dick, um den Wurfkörper ausreichend abzubremesen (Versuche Nr. 1–18). Bei einer grösseren Masse müsste grundsätzlich auch eine dickere Bodenschicht vorhanden sein. Die Versuche Nr. 19 bis 30 zeigten, dass die Schichtdicke von 0,5 m für das Abbremsen einer Masse von 4000 kg zu gering war. Alle Wurfkörper wurden erst in der zweiten Hälfte der Bremszeit gestoppt (Wegfaktor $> 0,5$) – mit relativ grosser Verzögerung (Verzögerungsfaktor $> 1,8$). Dies traf vor allem bei höheren Geschwindigkeiten zu. In Abbildung (5_7) liegen 11 von 12 Messwerten über den berechneten Werten der Verzögerung. Hohe Verzögerungen traten jedoch auch bei den Versuchen mit der dickeren Bodenschicht auf (Versuche 31–42). Dort war die Oberfläche verdichtet, und die grössten Verzögerungswerte ergaben sich unmittelbar nach dem Auftreffen auf die Oberfläche. In der Folge nahm die Geschwindigkeit zu Beginn des Abbremsprozesses stark ab. Daher traten eher kleine Wegfaktoren auf ($f_p < 0,5$). Ein kleiner Wegfaktor in Kombination mit einem grossen Verzögerungsfaktor ($f_d > 1,8$) deutete auf eine Verdichtung des Bodenmaterials an der Oberfläche hin.

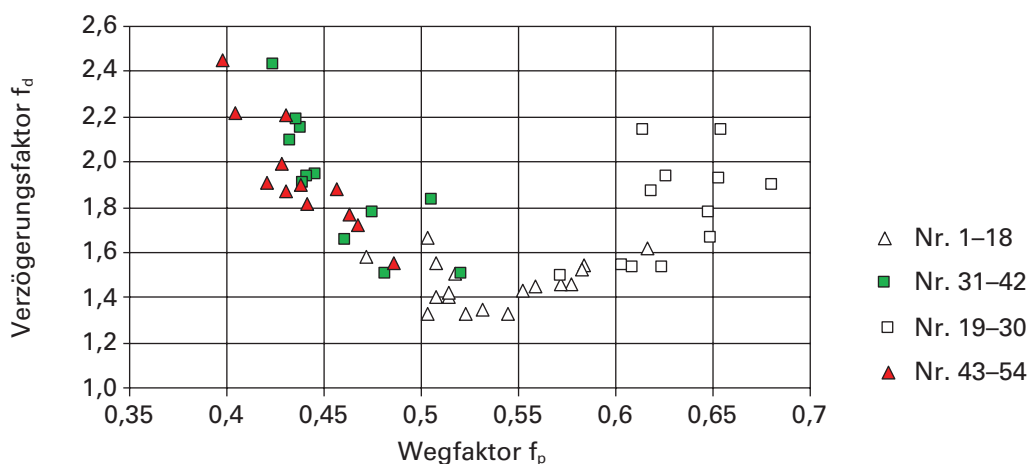


Abb. 5-9: Verzögerungs- und Wegfaktoren der 54 Versuche.

Die Auswertung dieser Versuche zeigte, dass nur wenig «normale» Resultate produziert wurden – im Gegenteil: Es ergaben sich eher besondere Werte, die sich nicht verallgemeinern und untereinander vergleichen lassen. Daher wurde in der Folge eine zweite Reihe von Versuchen geplant.

5.2 Aufprallversuche auf mehrere Bodenschichten¹

In dieser zweiten Versuchsreihe wurden vier Bodenschichten in den Dicken 0,5 m, 1,0 m, 1,5 m und 2,0 m frisch geschüttet. Auf diesen Schichten wurden wiederum jeweils drei Versuche mit drei verschiedenen Wurfkörpern (800 kg, 4000 kg und 8000 kg) und den gleichen Fallhöhen wie bei der ersten Versuchsreihe (2,5 m, 5,0 m, 10,0 m und 15 m) durchgeführt (Tab. 5-2).

Die Würfe des 4000 kg schweren Blocks auf den verdichteten Boden (1,3 m) aus den Versuchen 13 bis 24 wurden bewusst wiederholt, um die Resultate mit der ersten Versuchsreihe vergleichen zu können. Zusätzlich wurden zwei weitere Gruppen von Versuchen mit dem 800 kg schweren Wurfkörper auf verdichtete Böden durchgeführt (Versuche 37–48 und 85–96), um den Einfluss der Verdichtung zu untersuchen. Dazu wurden die Bodenschichten mit den grösseren Wurfkörpern (4000 kg und 8000 kg) jeweils vorgängig verdichtet. Anschliessend wurde der 800 kg schwere Wurfkörper in den Einschlagkrater der grösseren Wurfkörper fallen gelassen, in der Hoffnung, höhere maximale Verzögerungen zu erzielen.

Tab. 5-2: Zusammenstellung der Versuche mit unterschiedlichen Massen der Versuchskörper, Schichtdicken, Fallhöhen und Geschwindigkeiten (verdichtete Bodenschichten sind mit (v) bezeichnet).

Masse (kg)	Schichtdicke	Fallhöhen resp. Geschwindigkeiten			
		2,5 m 7 m/s	5 m 10 m/s	10 m 14 m/s	15 m 17 m/s
800	0,5 m	1, 2, 3	4, 5, 6	7, 8, 9,	10, 11, 12
4000	1,3 m (v)	13, 14, 15	16, 17, 18	19, 20, 21	22, 23, 24
4000	1,0 m	25, 26, 27	28, 29, 30	31, 32, 33	34, 35, 36
800	1,0 m (v)	37, 38, 39	40, 41, 42	43, 44, 45	46, 47, 48
800	1,5 m	49, 50, 51	52, 53, 54	55, 56, 57	58, 59, 60
4000	1,5 m	61, 62, 63	64, 65, 66	67, 68, 69	70, 71, 72
8000	1,5 m	73, 74, 75	76, 77, 78	79, 80, 81	82, 83, 84
800	1,5 m (v)	85, 86, 87	88, 89, 90	91, 92, 93	94, 95, 96
800	2,0 m	97, 98, 99	100, 101, 102	103, 104, 105	106, 107, 108
4000	2,0 m	109, 110, 111	112, 113, 114	115, 116, 117	118, 119, 120
8000	2,0 m	121, 122, 123	124, 125, 126	127, 128, 129	130, 131, 132

¹ Diese Versuchsreihe mit total 132 Versuchen wurde teilweise vom Bundesamt für Umwelt BAFU, Abteilung Gefahrenprävention, finanziert.

Reproduzierbarkeit der beiden Versuchsreihen

In der ersten sowie in der zweiten Versuchsreihe wurde der 800 kg schwere Wurfkörper auf eine frisch geschüttete Schicht von 0,5 m Dicke fallen gelassen. Auch der 4000 kg schwere Wurfkörper wurde ein zweites Mal auf die 1,3 m dicke Schicht fallen gelassen. Im Folgenden werden die Resultate aus den beiden Versuchsreihen verglichen. Dabei sollten bei gleichen Fallhöhen ähnliche Werte resultieren.

Bei den Versuchen mit dem kleinen Wurfkörper stimmen die maximalen Verzögerungen ungefähr überein – vor allem bei den kleineren Fallhöhen. Bei den grösseren Fallhöhen wurden um 200 m/s^2 (12 %) höhere Verzögerungen gemessen. Bei den Versuchen mit dem grösseren Wurfkörper stieg die Verzögerung bei allen Fallhöhen durchschnittlich um 70 m/s^2 an (Abb. 5-10).

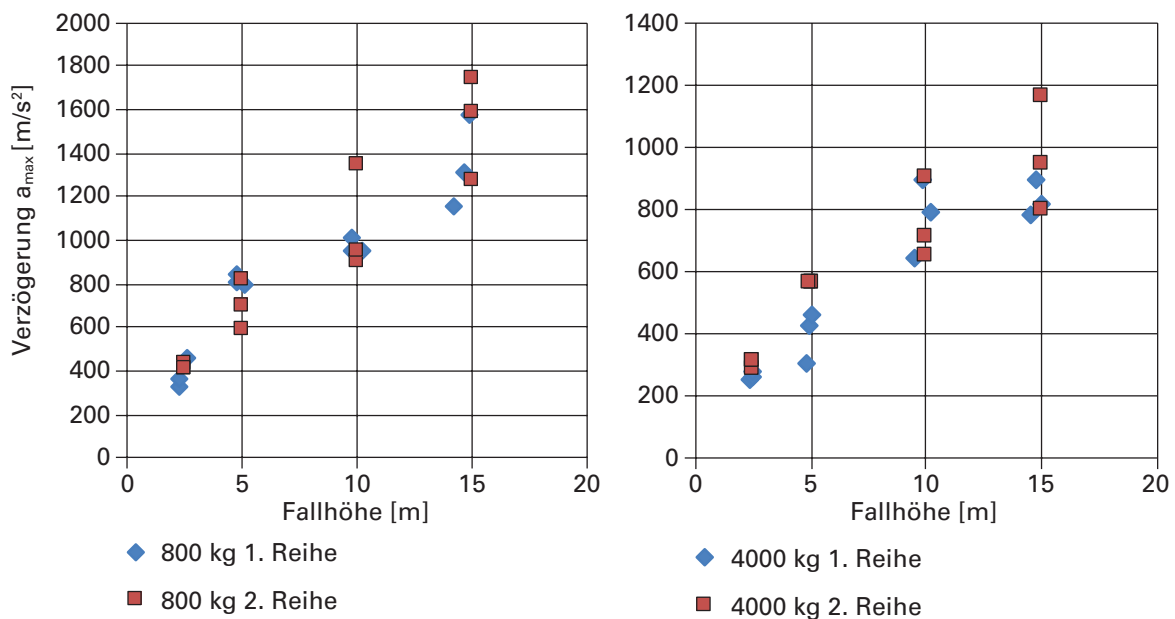


Abb. 5-10: Vergleich der maximalen Verzögerungen aus zwei Versuchsreihen.

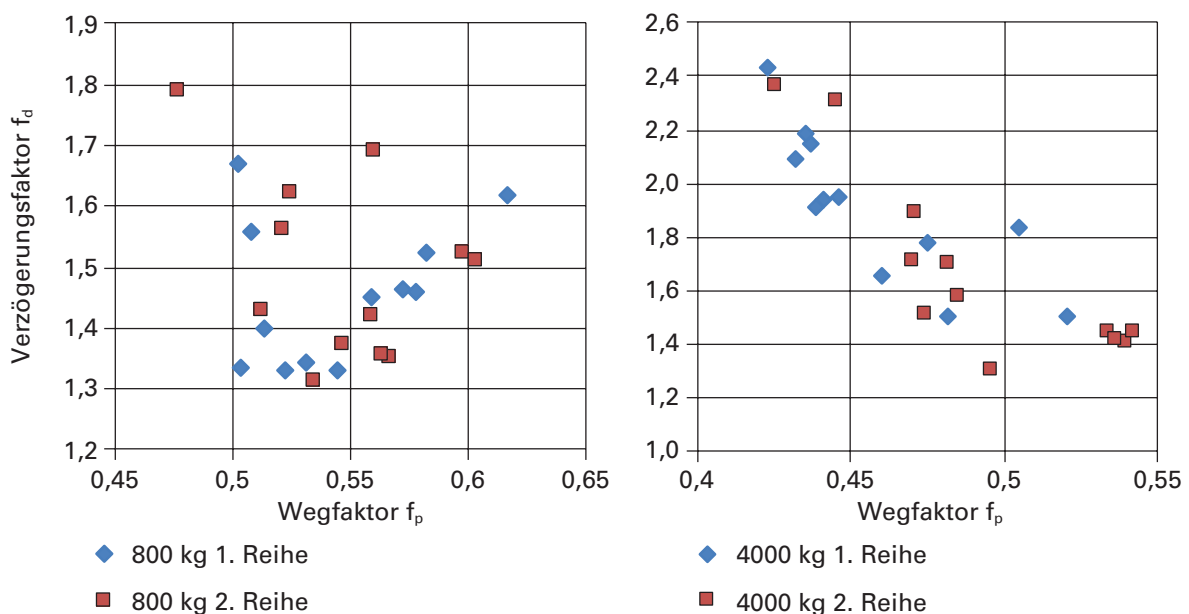


Abb. 5-11: Vergleich der charakteristischen Faktoren aus zwei Versuchsreihen.

Auch die charakteristischen Werte der Abbremsvorgänge stimmen in der Regel gut überein. Die Verzögerungsfaktoren liegen, mit einer Ausnahme, zwischen 1,3 und 1,7 und die Wegfaktoren (mit zwei Ausnahmen) zwischen 0,5 und 0,6. Beim grossen Versuchskörper streuen die Verzögerungsfaktoren in einem grösseren Bereich (1,3–2,4), stimmen jedoch für die beiden Versuchsreihen überein. Auch die Wegfaktoren stimmen überein und liegen zwischen 0,43 und 0,54 (Abb. 5-11).

Zusammenstellung der Resultate

Die maximalen Verzögerungen streuen bei der zweiten Versuchsreihe in einem weiteren Bereich (290 bis 2700 m/s²) als in der ersten. Die grössten Werte (2100–2700 m/s²) entstanden, wenn die 800 kg-Wurfkörper auf den mit den 8000 kg schweren Wurfkörpern verdichteten Boden (Versuche 85–96) prallten. Es ist deutlich ersichtlich, dass der Einfluss der Fallhöhe grösser war als derjenige der anderen Parameter (Masse der Wurfkörper und Dicke der Bodenschicht). Am Ende einer Versuchsgruppe mit 12 Versuchen waren die Verzögerungen am stärksten, da dort jeweils mit den grössten Fallhöhen getestet wurde.

Die Eindringtiefen wiesen generell dieselbe Tendenz auf, jedoch nicht bei jeder Versuchsreihe gleich konsequent. Beispielsweise lagen die Bremswege bei den Versuchen 85 bis 96 in einem engen Bereich von 4 bis 10 cm und hingen offensichtlich nicht von der Fallhöhe ab ($r^2 = 0,06$). Bei den anderen Versuchen traten Bremswege von 4 bis 25 cm auf. Die Abhängigkeit von der Fallhöhe war noch mehr oder weniger gut sichtbar, zum Beispiel bei den Versuchen 73 bis 84, bei denen die Eindringtiefe zu 92 % mit der Fallhöhe erklärt werden konnte ($r^2 = 0,92$).

Die Bremszeiten schwankten in einem weiten Bereich von 8 bis 37 ms. Die einzelnen Werte waren scheinbar wild verstreut und wiesen teilweise entgegengesetzte Tendenzen der Bremszeit bezüglich der Fallhöhe auf. Etwa die Hälfte der einzelnen Gruppen zeigte mit zunehmender Fallhöhe kürzere Bremszeiten, wie beispielsweise die Versuche 109 bis 120. Dort liessen sich 61 % der Resultate mit der Fallhöhe erklären ($r^2 = 0,61$). Bei anderen Versuchsreihen waren mit zunehmender Fallhöhe längere Bremszeiten zu verzeichnen, wie bei den Versuchen 73 bis 84. Dort können 76 % der Bremszeiten mit der Fallhöhe erklärt werden ($r^2 = 0,76$), jedoch in die entgegengesetzte Richtung (Abb. 5-12). Dieser scheinbare Widerspruch deutet auf die unterschiedlichen Abbremsvorgänge (Verlauf der Verzögerungskurve) hin.

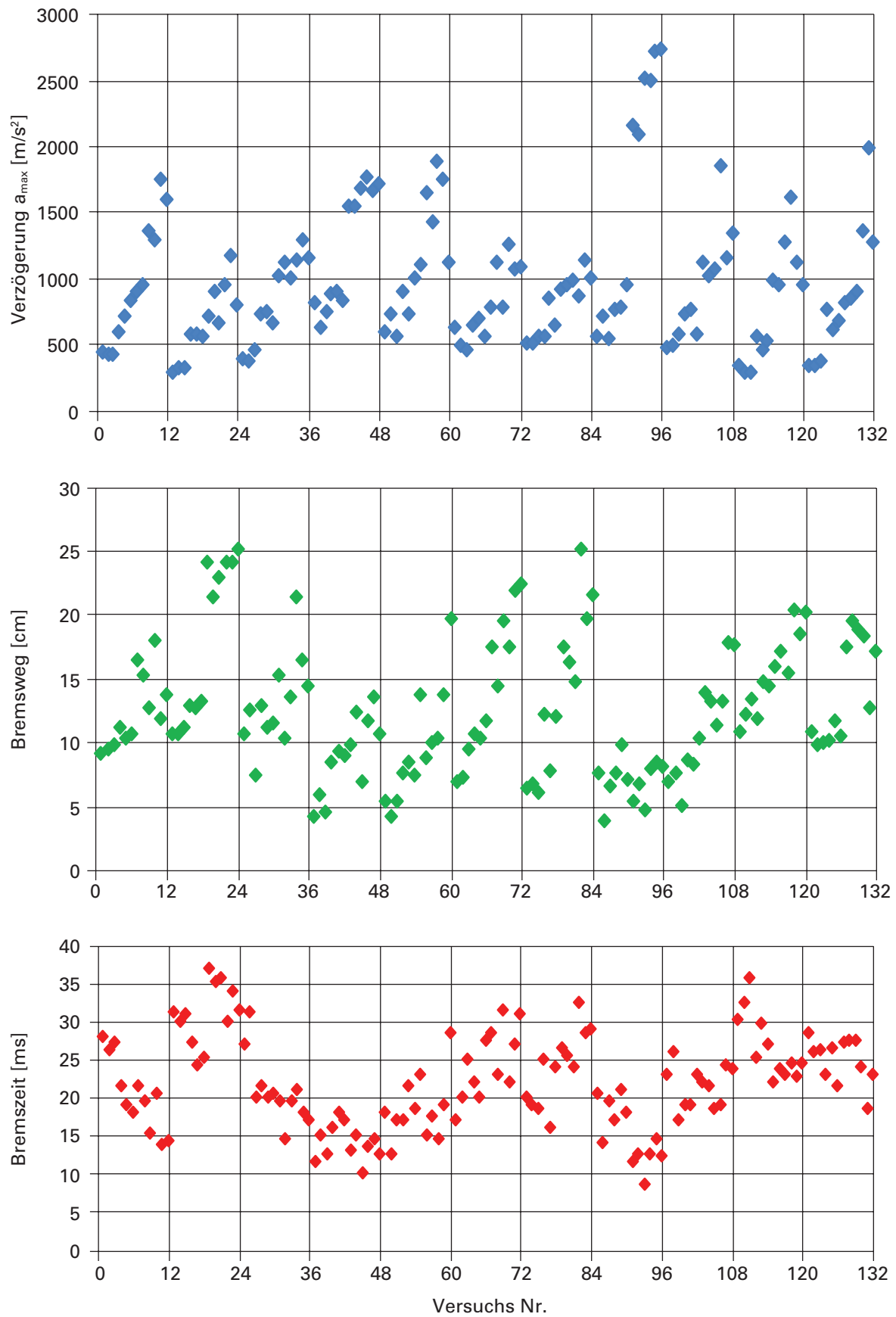


Abb. 5-12: Verzögerung, Eindringtiefe und Bremszeit bei den 132 Versuchen.

Charakteristische Werte bezüglich Abbremsvorgang

In dieser zweiten Reihe von Versuchen wurden die Resultate unterteilt in 96 Versuche auf unverdichteten Boden und 36 Versuche auf verdichteten Boden (Tab. 5-2). Es stellte sich die Frage, ob sich die Bandbreite der Werte gegenüber der ersten Versuchsreihe vergrösserte und in welchem Bereich die Werte lagen. Ausserdem interessierte, ob sich die charakteristischen Werte der Verzögerungs- und Wegfaktoren zwischen verdichteten und unverdichteten Böden unterschieden.

Die Analyse der Werte zeigte, dass sich die Verzögerungsfaktoren der beiden Versuchsreihen nicht unterschieden. Auch in der zweiten Versuchsreihe lagen diese bei 1,2 bis 2,4 mit einer Wertekonzentration zwischen 1,4 bis 1,8. Die Resultate der Wegfaktoren wurden um einen Bereich von 0,35 bis 0,4 erweitert. Dort befanden sich ausschliesslich Resultate aus den Versuchen auf verdichtete Böden. Im Normalfall lagen die Wegfaktoren zwischen 0,4 und 0,6 (Abb. 5-13).

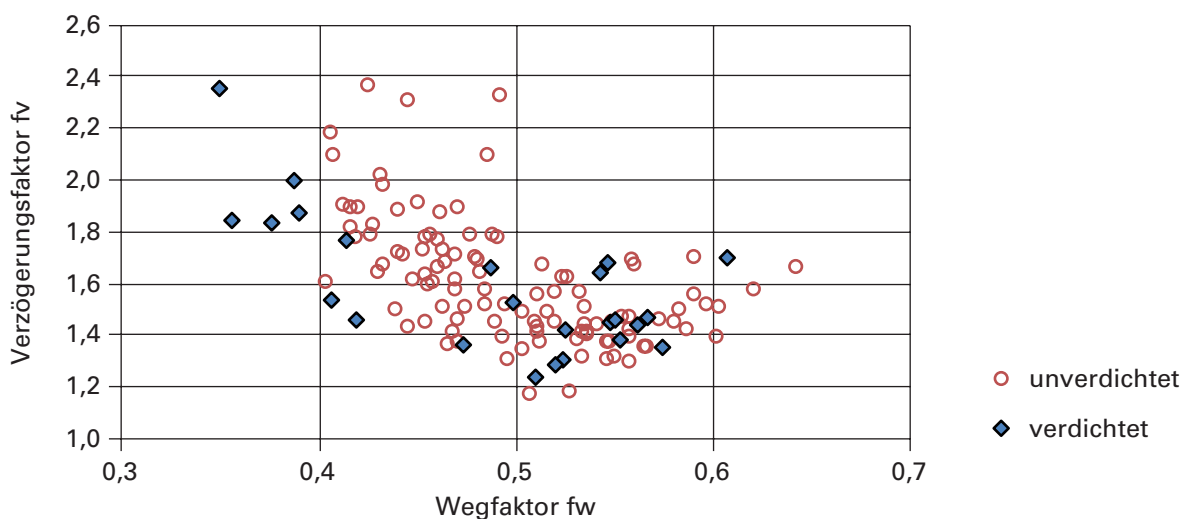


Abb. 5-13: Charakteristische Werte der Abbremsvorgänge in verdichteten und unverdichteten Böden.

Resultate für unverdichteten Boden

Trotz dieser eher ernüchternden Resultate wurden die Versuche auf unverdichtetem Boden näher analysiert. Dabei wurden die Verzögerungswerte wiederum mit einer multiplen linearen Regression berechnet (Formel 5-2).

$$a_{max} = 70 * h + 7 * b - 0.026 * m + 400 \quad (5-2)$$

Mit dieser Formel konnten 76% der Messwerte erklärt werden ($r^2 = 0,76$) bei einer Standardabweichung von $\sigma = 95 \text{ m/s}^2$ (Abb. 5-14). Dabei wurden wiederum die Fallhöhe h (m), die Bodendicke b (m) und die Masse m (kg) als Parameter verwendet.

Die Ergebnisse zeigen, dass die berechneten Verzögerungen Mittelwerte darstellen und daher die Verzögerungen bei den kleinsten Fallhöhen mehrheitlich überschätzt und bei den grössten Fallhöhen unterschätzt wurden. Diese Unterschätzung ist vor allem beim kleinen Wurfkörper (800 kg) festzustellen, besonders bei den Versuchen 49 bis 60. Bei den grösseren Wurfkörpern und Fallhöhen lagen nur vereinzelte Messwerte über den berechneten.

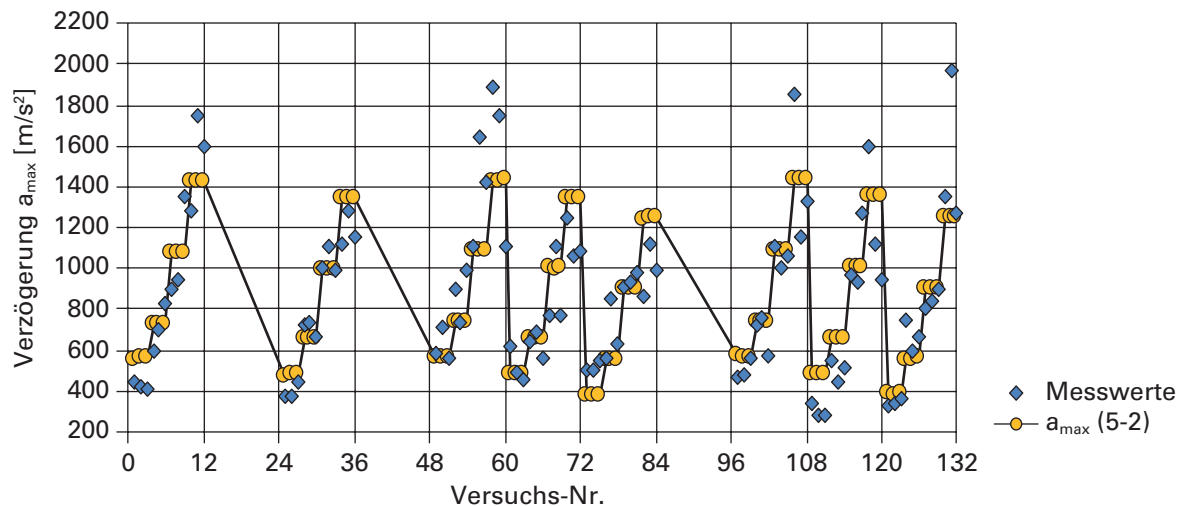


Abb. 5-14: Resultate der berechneten Verzögerungen $a_{\max}$ im Vergleich zu den Messwerten auf unverdichtetem Boden (fehlende Werte: Versuche auf verdichteten Böden, siehe Abb. 5-16).

Resultate für verdichteten Boden

Gemäss Versuchskonzept sollten die Versuche Nr. 13 bis 24, 37 bis 48 und 85 bis 96 erhöhte maximale Verzögerungen liefern. Die Versuche Nr. 13 bis 24 wurden mit dem 4000 kg schweren Wurfkörper durchgeführt, und die Ergebnisse wurden bereits in der ersten Versuchsreihe als «verdichteter Boden» bezeichnet. Die zweite Versuchsreihe bestätigte diese Ergebnisse. Die restlichen Versuche erfolgten mit dem kleinen Wurfkörper (800 kg). Innerhalb der Reihe unterschieden sich nicht nur die Bodenschichten, sondern vor allem auch die Art der Bodenverdichtung. Bei den Versuchen 37 bis 48 wurde der Boden vorgängig mit dem 4000 kg schweren Wurfkörper verdichtet und die



Abb. 5-15: Der mit einem 8000 kg schweren Wurfkörper verdichtete Einschlagkrater (Fallhöhe 15 m) diente als Basis für einen Versuch mit dem 800 kg schweren Wurfkörper.

kleineren Wurfkörper wurden in diese Einschlagkrater fallen gelassen. Dabei wurde darauf geachtet, dass bei den jeweiligen Fallhöhen der Boden bereits mit der selben Fallhöhe verdichtet wurde. Bei den Versuchen 85 bis 96 kam das gleiche Prinzip zur Anwendung, jedoch unter Verwendung des 8000 kg schweren Wurfkörpers (Abb. 5-15).

Die gemessenen maximalen Verzögerungswerte liessen sich mit der multiplen linearen Regression (Formel 5-3) zu 80 % erklären (Abb. 5-16). Dieser hohe Wert ist erstaunlich, da für die effektive Verdichtung des Bodens unterschiedliche Methoden verwendet wurden. Diese flossen nicht als Parameter in die Berechnung ein; es wurde lediglich die Bodendicke berücksichtigt. Obwohl die Bodendicke nicht direkt von einem effektiven Verdichtungswert abhängt, wurde bei dieser Versuchsreihe das höchste Bestimmtheitsmass von allen vier Auswertungen erreicht. Möglicherweise bildeten die verwendeten Werte der Bodendicke zufälligerweise auch die Verdichtung mit ab. Eventuell liefert ein Vergleich der vier Regressionen eine weitere Erklärung.

$$a_{max} = 105 * h + 715 * b - 0.246 * m - 150 \quad (5-3)$$

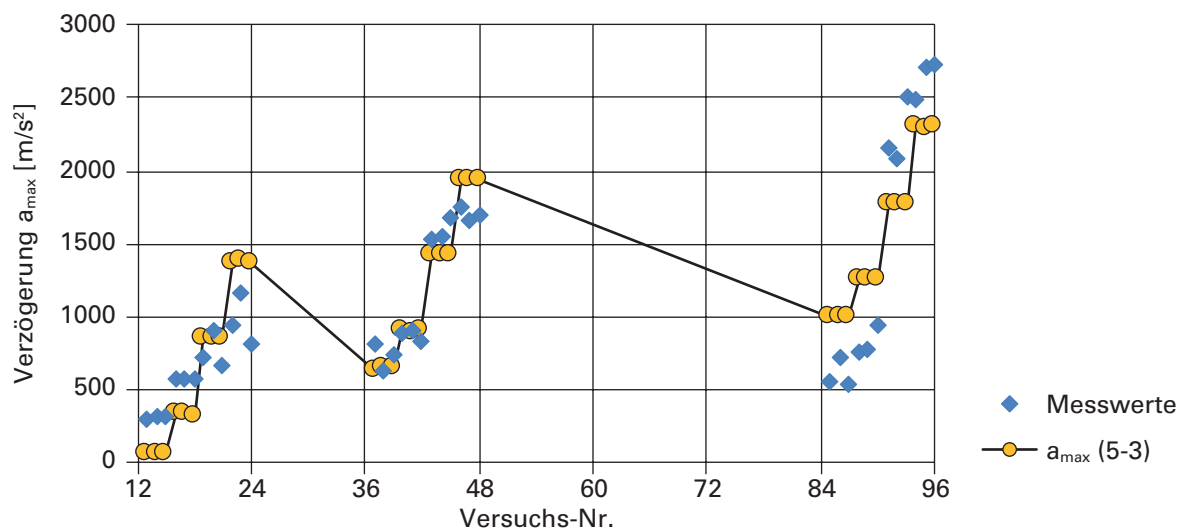


Abb. 5-16: Messwerte der maximalen Verzögerungen auf verdichteten Böden und Vergleich mit berechneten Werten aus linearer Regression (fehlende Werte sind Versuche auf unverdichteten Böden, siehe Abb. 5-14).

Vergleich der multiplen linearen Regressionen

Beim Vergleichen von Faktoren aus multiplen linearen Regressionen ist die Aussagekraft der Resultate von den Randbedingungen der Grunddaten abhängig. Je weniger Klassen bei den einzelnen Parameter vorhanden sind, desto weniger zuverlässig ist das Resultat. Bei der Auswertung der ersten Versuchsreihe (Nr. 1–54) sind bei zwei Parametern (Masse und Bodendicke) nur zwei Klassen vorhanden. Dies ist selbst bei 54 Versuchen eine kleine Datengrundlage.

In der zweiten Versuchsreihe wurden mit drei Massen, fünf Bodenschichten und vier Fallhöhen insgesamt 132 Versuche durchgeführt. Daher basieren die Resultate der zweiten Versuchsreihe generell auf einer besseren Datengrundlage. Diese Versuchsergebnisse enthalten jedoch auch noch 36 Datenpaare, die bewusst auf verdichteten Böden erhoben wurden. Daher reduziert sich die Datengrundlage auf 96 vergleichbare Resultate.

Trotz den unterschiedlichen Datengrundlagen werden im Folgenden die Faktoren der einzelnen Parameter (Fallhöhe, Bodendicke und Wurfkörpermasse) verglichen (Tab. 5-3). Bei allen Auswertungen liegt der Einfluss der Fallhöhe mit Werten zwischen

70 und 105 ungefähr in einer ähnlichen Grössenordnung. Der Einfluss der Masse liegt mit Ausnahme der Resultate bei den verdichteten Böden in einem Bereich zwischen $-0,026$ und $-0,059$. Dies bedeutet, dass die Verzögerungen mit zunehmender Masse generell kleiner wurden. Die Werte der Konstanten liegen (ebenfalls mit Ausnahme der Resultate bei den verdichteten Böden) wiederum in einem relativ engen Bereich zwischen 400 bis 560 m/s^2 . Der Einfluss der Schichtdicke konnte nicht generell bestimmt werden, zu unterschiedlich und widersprüchlich waren die Faktoren. Aus den Resultaten der Versuche auf unverdichtete Böden geht hervor, dass der Einfluss sehr gering war. Mit einem Wert von 7 wurde die maximale Verzögerung bei Bodendicken von 0,5 bis 2 m gerade mal mit 3 bis 14 m/s^2 beeinflusst. Dies steht im Gegensatz zu den Versuchen auf verdichteten Böden, bei denen die Schichtdicke die berechnete Verzögerung mit einem Faktor von 715 beeinflusste. Die Verzögerungen wurden dadurch zwischen 360 und 1430 m/s^2 grösser. In der ersten Versuchsreihe erscheint der Einfluss der Bodenschicht sogar negativ. Dies ist ein Widerspruch, jedoch damit zu erklären, dass nur zwei Bodenschichten verglichen wurden und die Resultate der Versuche auf der dünneren Schicht massiv höher ausfielen (siehe Kap. 5.1).

Tab. 5-3: Faktoren der einzelnen Parameter bei unterschiedlichen Versuchsreihen und Verdichtungen.

	Anz.	R-Quadrat	St.abw	Fallhöhe	Dicke	Masse	Konstante
1. Versuchsreihe	54	0,73	210	70	-195	-0,035	560
2. Versuchsreihe	132	0,64	315	80	55	-0,059	420
unverdichtet	96	0,76	200	70	7	-0,026	400
verdichtet	36	0,80	330	105	715	-0,246	-150

Interaktion der maximalen Verzögerung mit der Eindringtiefe

Die gemessenen maximalen Verzögerungen wurden bezüglich der Eindringtiefen und Geschwindigkeiten dargestellt und analysiert. Es resultierten für die einzelnen Geschwindigkeiten gekrümmte Punktwolken, die grundsätzlich unabhängig von den

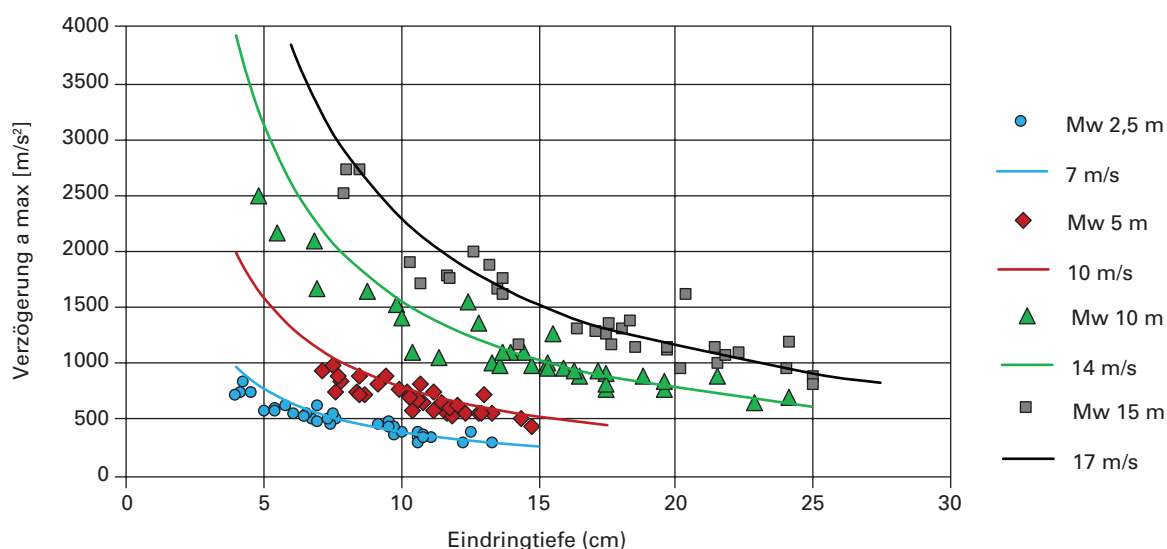


Abb. 5-17: Messwerte (Mw) in Funktion der Fallhöhe und der Eindringtiefen im Vergleich mit den nach Formel (5-4) berechneten Werten.

verwendeten Wurfkörpermassen sind (Abb. 5-17). Die Resultate der Verzögerungen lassen sich in Abhängigkeit der Geschwindigkeit und der Eindringtiefe mit Formel (5-4) berechnen. Diese stellt einen Mittelwert der gemessenen maximalen Verzögerungen dar.

$$\text{Mittelwert der maximalen Verzögerung: } a_{mt} = 0.8 \cdot \frac{v^2}{p} \quad (5-4)$$

Dabei ist allerdings die Eindringtiefe p in Meter einzuführen. Wird der Faktor von 0,8 auf 1,0 gesetzt – die Werte also um 25% erhöht – berechnet sich ein oberer Grenzwert der maximalen Verzögerung und dieser deckte fast alle Messwerte ab. Einzig ein Messwert lag höher als der mit Faktor eins berechnete Wert. Der entsprechende Messwert betrug 1600 m/s^2 bei einer Eindringtiefe von 20,5 cm, und der mit Formel (5-5) berechnete Wert ergab lediglich 1435 m/s^2 (Abb. 5-17).

$$\text{Oberer Grenzwert: } a_{maz} = 1.0 \cdot \frac{v^2}{p} \quad (5-5)$$

Die Formel (5-5) ist, mit Einbezug der Masse, identisch mit einer Formel, die in einer Publikation über die Einwirkungen auf Steinschlagschutzgalerien veröffentlicht ist (ASTRA 2008). Dort wurde die doppelte kinetische Energie durch die wirkende Kraft dividiert und es resultierte die Eindringtiefe (Formel 5-6).

$$\text{Eindringtiefe gemäss ASTRA: } p = \frac{m \cdot v^2}{F} \quad (5-6)$$

Mit Formel (5-5) lässt sich nun aus den Werten der Geschwindigkeit und der Eindringtiefe die maximale Verzögerung bei einem Aufprall auf Bodenmaterial berechnen (Abb. 5-18).

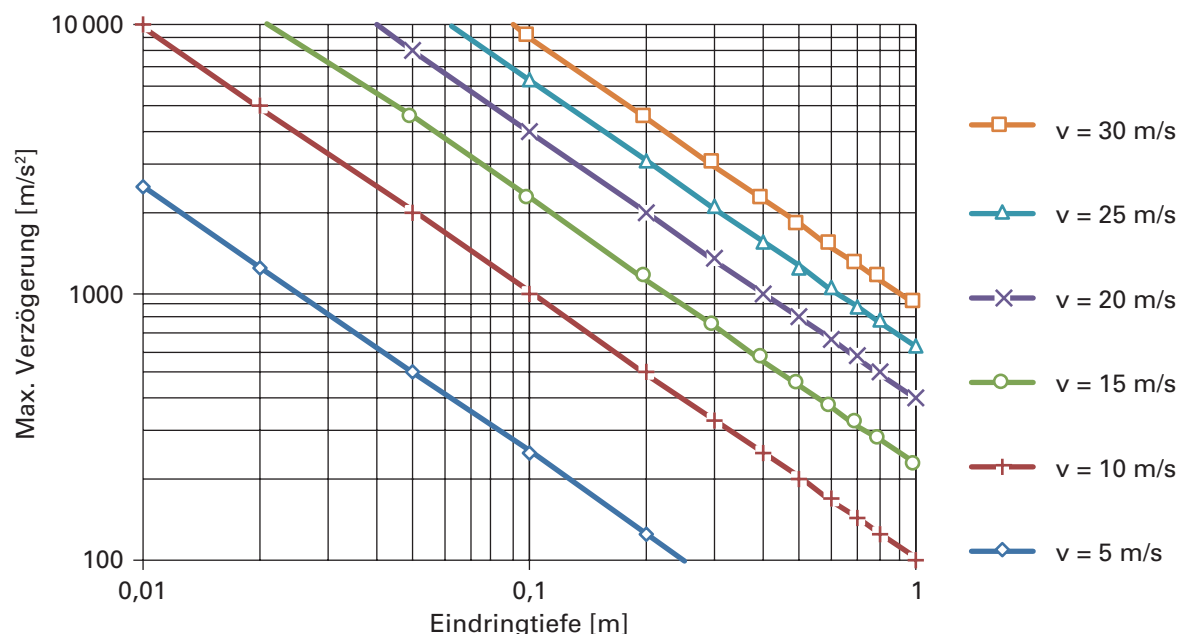


Abb. 5-18: Maximale Verzögerung als Funktion von Eindringtiefe und Geschwindigkeit.

5.3 Abschätzung der Eindringtiefe

Die Resultate der in den beiden vorangegangenen Kapiteln beschriebenen Versuche wurden zusammengefasst, um die Eindringtiefen und maximalen Verzögerungen zu berechnen. Als Parameter dienten Masse, Fallhöhe respektive Aufprallgeschwindigkeit und sinnvoll geschätzte Me -Werte. Der Me -Wert beschreibt die Tragfähigkeit des Bodenmaterials (Fundationschicht bei Erdbauarbeiten). Je grösser der Me -Wert ist, umso höher ist die Tragfähigkeit. Der Me -Wert wird verwendet, um die Verdichtung von Böden zu quantifizieren.

Berechnung der Ersatzlast nach Hertz (1857–1894)

Bei der Berechnung der maximalen Verzögerung wurden die in Kap. 5.2 dargestellten Formeln (5-5) und (5-6) verwendet. Damit ergab sich ein Zusammenhang zwischen der maximalen Verzögerung und der Eindringtiefe oder zwischen der Energie, der Eindringtiefe und der maximalen Abbremskraft. Diese Kraft beim Abbremsen einer Kugel auf einer elastischen Halbraum berechnet sich auch mit der Formel von Heinrich Hertz. Sie ist unter anderem in der Dissertation von LORENZ (2007) beschrieben und lautet wie Formel (5-7).

$$F_{maz} = 1.765 \cdot M_e^{0.4} \cdot r^{0.2} \cdot E_t^{0.6} \quad (5-7)$$

Dabei ist zu beachten, dass der Me -Wert in kN/m², der Radius r in m und die Translationsenergie E_t in kJ eingegeben wird und daraus resultiert eine Kraft F_{maz} in kN.

Bei Formel (5-7) ist nun der Radius durch die entsprechende Masse und die Translationsenergie durch die Masse und die Aufprallgeschwindigkeit ersetzt und es resultiert die maximale Kraft gemäss (Formel 5-8). Dabei wurde zur Umrechnung von Masse in Volumen eine Dichte von 2650 kg/m³ verwendet.

$$F_{maz} = 9.92 \cdot M_e^{0.4} \cdot m^{0.667} \cdot v^{1.2} \quad (5-8)$$

Wird diese Ersatzkraft durch die Masse dividiert, kann die maximale Verzögerung a_{maz} mit Formel (5-9) berechnet werden.

$$a_{maz} = 9.92 \cdot M_e^{0.4} \cdot m^{-0.333} \cdot v^{1.2} \quad (5-9)$$

Die Eindringtiefe p berechnet sich nun durch Einsetzen der Formel (5-9) in die Formel (5-5), und es resultiert die Formel (5-10).

$$p = 0.1 \cdot M_e^{-0.4} \cdot m^{0.333} \cdot v^{0.8} \quad (5-10)$$

Mit diesen beiden Formeln (5-9) und (5-10) sind die Grundlagen geschaffen, um die Resultate der Versuche, im Besonderen die Eindringtiefen und die maximalen Verzögerungen, zu überprüfen.

Vorher wird aber noch kurz auf andere Dichten bei der Umrechnung von Masse in Volumen eingegangen und geschaut, wie sie sich auf die Faktoren bei den Formeln (5-8), (5-9) und (5-10) auswirken. Der angegebene Wert von 9,92 in Formel (5-9) und derjenige von 0,1 in Formel (5-10) sind nur wenig abhängig von der Dichte des Materials. In Tabellen (5–4) sind die zu verwendenden Faktoren zur Berechnung der maximalen Kraft und der entsprechenden Verzögerung angegeben. Diese ändern sich nur im Promille-Bereich, und bei den Eindringtiefen ändert sich der Faktor 0,10 sozusagen nicht.

Tab. 5-4: Faktoren bei Formeln (5-9) und (5-10) zur Berechnung der maximalen Verzögerung bei anderen Dichten des Felsmaterials.

Dichte (kg/m ³)	2600	2650	2700	2750
Faktor Formel (5-9)	9,93	9,92	9,91	9,89
Faktor Formel (5-10)	0,10	0,10	0,10	0,10

Berechnung der Eindringtiefen

Die Eindringtiefen (Bremswege) aller in den Kapiteln 5.1 und 5.2 beschriebenen Versuche wurden zusammengefasst und neu geordnet. Als erstes Ordnungskriterium diente die Masse und danach folgt die Fallhöhe resp. die Aufprallgeschwindigkeit. Dies bewirkte, dass die Fallhöhen in aufsteigender Reihenfolge als einzelne Stufen sichtbar wurden. In dieser neuen Auswertung wurde vorerst nicht auf mögliche Verdichtung (und damit verbunden auf unterschiedliche Me -Werte) geachtet, sondern mit einem mittleren Me -Wert von 30 000 kN/m² gerechnet. Es zeigte sich, dass die mit Formel (5-10) berechneten Eindringtiefen vor allem bei den Massen von 8000 kg zu grosse Werte lieferten (Abb. 5-19, unten). Dies hatte zur Folge, dass die maximalen Verzögerungen bei Verwendung von Formel (5-5) zu klein ausfielen.

Daher wurde eine Funktion gesucht, bei der die grossen Massen die Eindringtiefe weniger beeinflussen. Bei der neuen Formel (5-11) war dies im Exponenten von 0,25 der Masse berücksichtigt. In der Folge musste der Faktor von 0,1 auf 0,16 erhöht werden und mit dieser Formel stimmten die Resultate besser überein (Abb. 5-19).

$$p = 0.16 \cdot M_e^{-0.4} \cdot m^{0.25} \cdot v^{0.8} \quad (5-11)$$

Me-Werte und maximale Verzögerung

Auf Basis der Formeln (5-11) und (5-5) wurde zur Berechnung der maximalen Verzögerung die Formel (5-12) hergeleitet.

$$a_{maz} = 6.25 \cdot M_e^{0.4} \cdot m^{-0.25} \cdot v^{1.2} \quad (5-12)$$

Die Resultate der Berechnungen zeigten, dass mit einem Me -Wert von 30 MPa die meisten maximalen Verzögerungen eingehalten oder übertroffen wurden. Ausgeschlossen waren diejenigen Versuche auf verdichtete Böden. Bei den in Kapitel 5.2 beschriebenen Versuchen Nr. 85 bis 96 musste der Me -Wert angepasst werden, da bei diesen Versuchen der Boden vorgängig mit dem 8000 kg schweren Wurfkörper verdichtet wurde. Dort wurde ein Me -Wert von 50 MPa gewählt. Für die Versuche Nr. 37 bis 48, bei denen ein 4000 kg schwerer Wurfkörper den Boden verdichtete, musste der Me -Wert nicht erhöht werden. Dies scheint darauf zurückzuführen sein, dass das Zurückwerfen des Wurfkörpers den Boden wieder vollständig lockerte (Abb. 5-20 unten).

Bei den in Kapitel 5.1 beschriebenen Versuchen wurde nicht mit einem mittleren Me -Wert von 30 MPa gerechnet – zu unterschiedlich und individuell waren diese Versuche. Für die frisch geschüttete Bodenschicht (der Versuche Nr. 1–18) mit einer Dicke von 0,5 m passte ein Me -Wert von 15 MPa besser, aber nur für die Versuche mit dem 800 kg schweren Wurfkörper. Die Versuche mit dem 4000 kg schweren Wurfkörper zeigten relativ hohe Verzögerungsfaktoren bei grossen Wegfaktoren (Abb. 5-9). Der Abbremsvorgang nahm in der ersten Phase also nur wenig Kräfte auf, weshalb die Verzögerung nicht in gewohntem Umfang anstieg (Abb. 5-8, Versuche 19–30). Erst gegen Ende des Abbremsvorganges traten die hohen Verzögerungen ein und der Wurfkörper wurde sozusagen in der unterliegenden Felsschicht gestoppt. Für diese Versuche wurde auch ein Me -Wert von 50 MPa eingesetzt (Abb. 5-20, oben). Dieser Wert

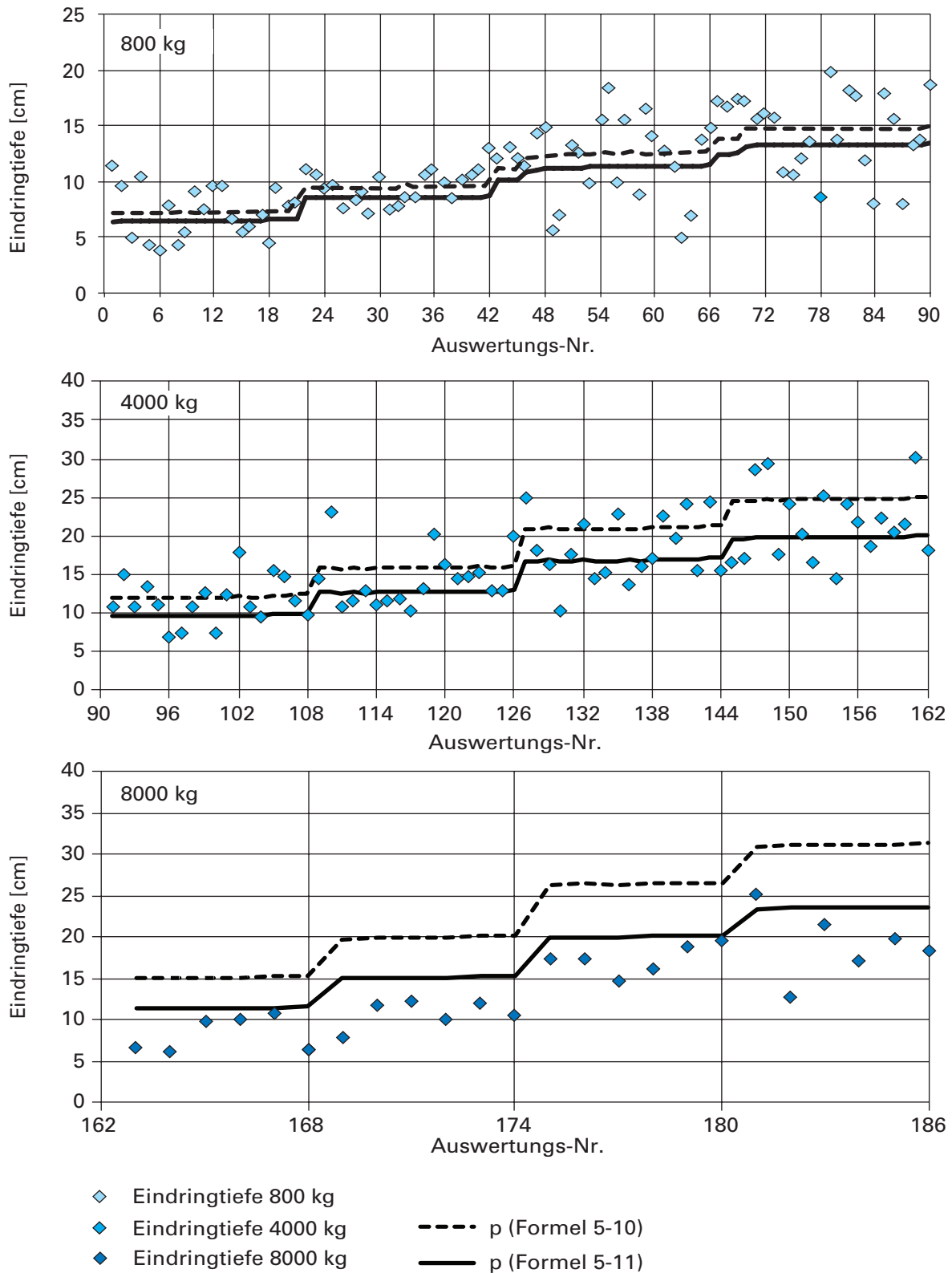


Abb. 5-19: Gemessene und mit Formel (5-10) berechnete Eindringtiefen bei den Massen 800 kg (oben), 4000 kg (Mitte) und 8000 kg (unten).

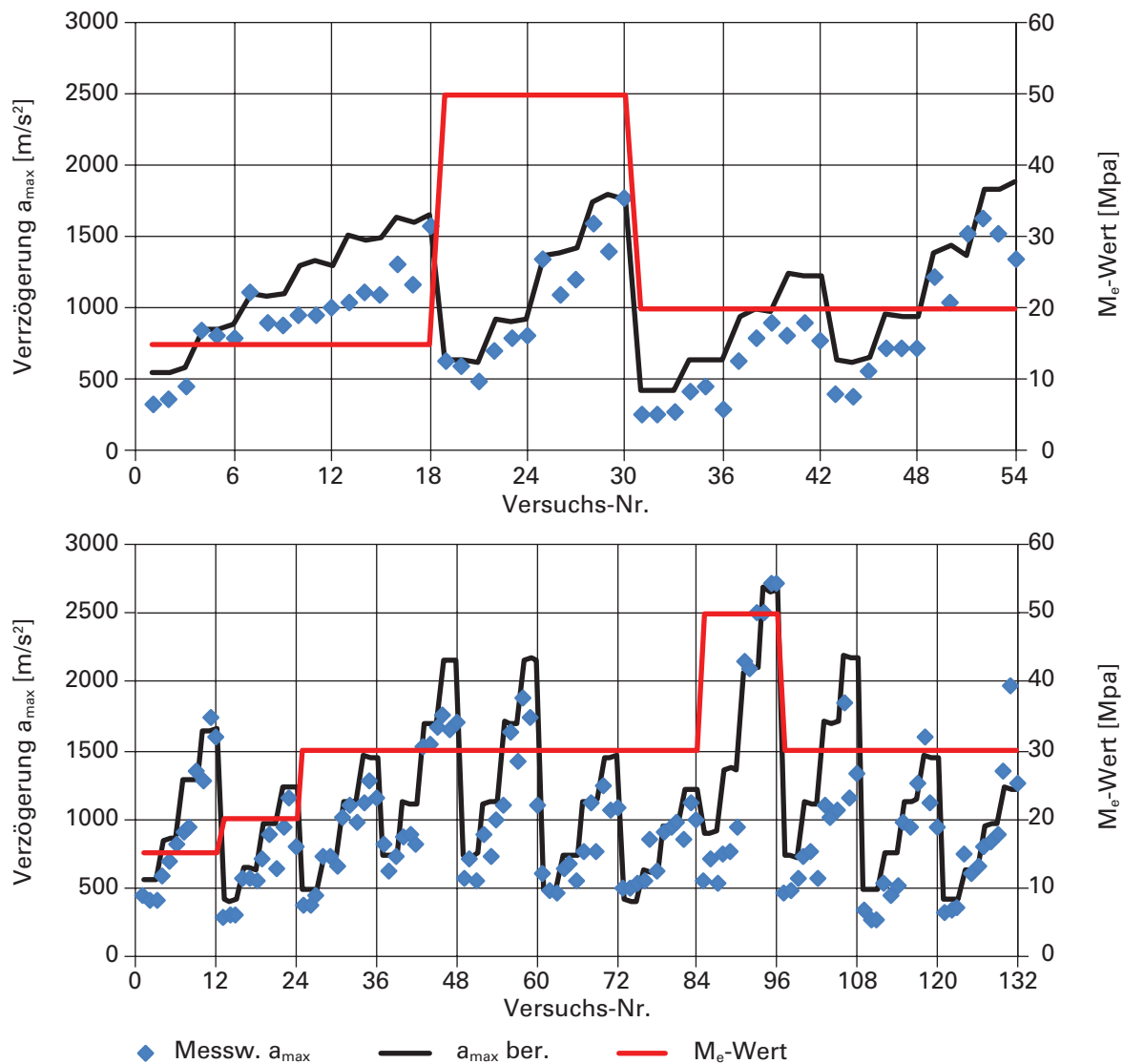


Abb. 5-20: Gemessene und berechnete maximale Verzögerungen bei den Versuchen auf einzelne (Kap. 5.1, oben) und auf mehrere Bodenschichten (Kap. 5.2, unten).

gab aber nicht die Verdichtung wieder, sondern vielmehr den harten Aufprall auf dem Fels. Die Versuche Nr. 31–54 auf der 1,3 m starken Bodenschicht wurden mit einem M_e -Wert von 20 MPa berechnet. So stimmten auch die maximalen Verzögerungen der Versuche Nr. 13–24 (Kap. 5.2) mit den Messungen überein.

Grundsätzlich kann gesagt werden, dass die verwendeten M_e -Werte generell sinnvoll sind und die mit Formel (5-11) gerechneten maximalen Verzögerungen gut mit den Messwerten übereinstimmen. Was gut heisst, wird im nachfolgenden Abschnitt kurz erklärt.

Bei den 186 Versuchen wurden die maximalen Verzögerungen mit Formel (5-11) berechnet und die Messwerte subtrahiert. Es resultierte eine mittlere Differenz von 192 m/s² bei einer Standardabweichung von 218 m/s². Die berechneten Werte sind also um durchschnittlich 192 m/s² zu gross. Im Intervall von $\pm$ einer Standardabweichung befanden sich 78% der Werte (146 Resultate). Innerhalb von $\pm$ zwei Standardabweichungen lagen 179 Werte (96%). Drei der berechneten Werte befanden sich ausserhalb des Intervalls von $\pm$ drei Standardabweichungen, einer im negativen und zwei im positiven Bereich. Insgesamt wurden von den 186 Messwerten deren 24 als zu tief

berechnet und 162 als zu hoch. Die einzelnen Differenzen der Verzögerungen wurden in Klassen von 25 m/s^2 eingeteilt, und in den Klassen wurde die Anzahl der Differenzen gezählt. Somit ergaben sich die oben beschriebenen Resultate mit Bezug zur Normalverteilung (Abb. 5-21).

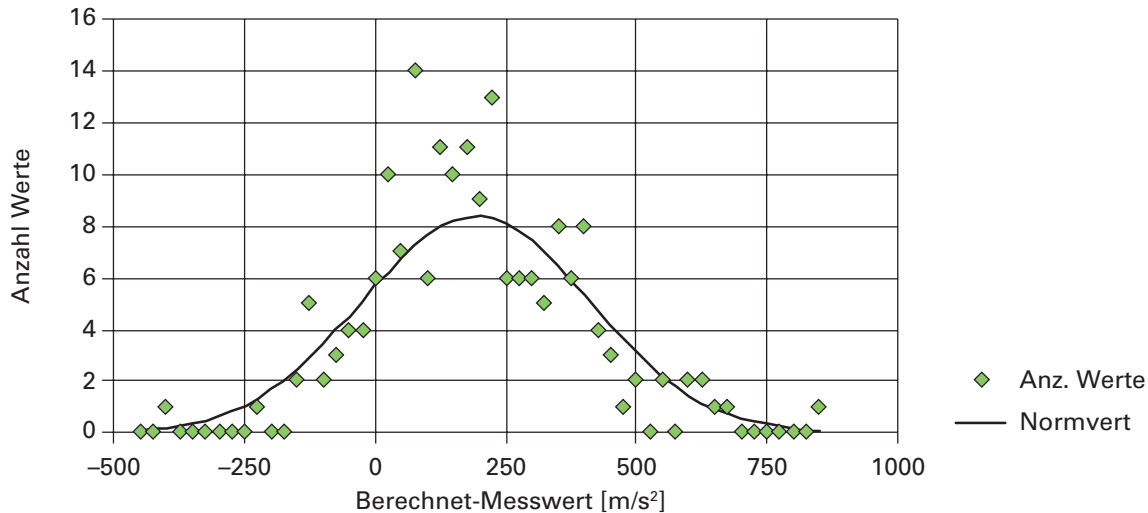


Abb. 5-21: Differenzen der berechneten maximalen Verzögerungen minus der gemessenen Werte und Vergleich mit einer Normalverteilung in Klassenintervallen von 25 m/s^2 .

Abschliessend noch einige Bemerkungen zu den 3 Versuchsergebnissen ausserhalb der Normverteilung mit ± 3 Standardabweichungen: Beim Versuch Nr. 131 mit dem 8000 kg schweren Wurfkörper fielen die maximalen Verzögerungen mit 1975 m/s^2 extrem hoch aus im Vergleich zu den Versuchen 130 und 132 aus gleicher Fallhöhe (1350 m/s^2 und 1270 m/s^2) (Abb. 5-12). Auch die Eindringtiefe von Versuch 131 unterschieden sich mit 13 cm deutlich im Vergleich zu den anderen beiden Versuchen (17 und 18 cm). Es scheint, als ob bei Versuch 131 am Einschlagort der Boden lokal mehr verdichtet war.

Dies steht im Gegensatz zu den Versuchen Nr. 60 und Nr. 107, welche vermutlich auf extrem weichen Boden fielen. Beim Versuch Nr. 60 wurden 20 cm Eindringtiefe gemessen, im Vergleich zu den 10 und 13 cm der Versuche Nr. 58 und 59 aus gleicher Fallhöhe. Die maximale Verzögerung lag lediglich bei 1109 m/s^2 im Vergleich zu den Werten von 1745 und 1885 m/s^2 (Abb. 5-12). Bei Versuch Nr. 107 unterschieden sich die Eindringtiefen (18 cm) nicht von den Versuchen Nr. 106 und 108 aus gleicher Fallhöhe (13 und 18 cm). Die maximale Verzögerung hingegen wies bei Versuch 107 einen tiefen Wert von 1150 m/s^2 auf im Gegensatz zu 1330 m/s^2 und 1850 m/s^2 . Berechnet wurden 2180 m/s^2 und daher lag die Differenz ausserhalb der gesetzten Grenzen von $+3$ Sigma.

5.4 Aufprall auf Betonplatte mit Schutzschicht

Das Institut für Baustatik und Konstruktion der Eidgenössischen Technischen Hochschule Zürich (ETH) plante die Aufprallversuche und führte sie auf der Versuchsanlage Walenstadt durch. Das Ziel des Projektes war, das Tragverhalten von Steinschlaggalerien besser zu verstehen. Die Versuche wurden dazu benutzt, ein Modell bestehend aus einem Mehrmassenschwinger zu kalibrieren. Die entsprechenden Resultate wurden in einer Dissertation der ETH beschrieben (SCHELLENBERG 2008). Dabei ging es vor allem um die Reaktionen der Betonplatte (z. B. Kraftmessungen an den Auflagern) und

weniger um die Abbremsvorgänge der verwendeten Wurfkörper. Bei den Auswertungen der WSL hingegen stand der Vergleich von Abbremsvorgängen auf verschiedenem Material (Misapor und Kies) im Vordergrund. Die Reaktion der Betonplatte selber beeinflusste den Abbremsvorgang des Wurfkörpers mehr oder weniger stark. Daher wurden sicherlich auch aus diesen Analysen neue Erkenntnisse erwartet.

Durchgeführte Versuche

Die hier verwendete Nummerierung der Versuche richtet sich nicht nach der Abfolge der Versuche im Feld, sondern ist geordnet nach der Masse der Wurfkörper, der Art der Schutzschicht und der Fallhöhe der Wurfkörper (Tab. 5-4). Die 800 kg-Wurfkörper wurden aus allen 6 Höhen auf die Kiesschicht fallen gelassen, bei Versuchen auf Misapor jedoch nur noch aus 5, 10 und 15 m.

Der 4000 kg Wurfkörper wurde nur bis zu einer Höhe von 7,5 m fallen gelassen, da sonst die Tragfähigkeit der verwendeten Platte überschritten worden wäre.

Tab. 5-4: Versuchsnummerierung mit Angaben über Masse, Schicht und Fallhöhen.

Masse	Schicht	Fallhöhen					
		2 m	5 m	7,5 m	10 m	12,5 m	15 m
800 kg	Kies	1	2–5	6–7	8–10	11–12	13–18
800 kg	Misapor		19–21		22		23–24
4000 kg	Kies	25–26	27–30	31–32			
4000 kg	Misapor	33	34	35–38			

Material und Methoden

Die Schutzschicht aus Kies war, mit Ausnahme von Versuch Nr. 10, 40 cm dick und wurde vor jedem Versuch auf einen Wert von $M_e = 45 \text{ MN/m}^2$ verdichtet. Das Kies wurde seitlich mit Geotextil und Drahtgitter gestützt (Abb. 5-22). Bei jedem Versuch massen verschiedene Sensoren im Wurfkörper seine Verzögerung. Der Verlauf der Geschwindigkeit berechnete sich über die Integration der Verzögerung, und die dynamische Eindringtiefe liess sich wiederum mit der Integration der Geschwindigkeit bestimmen.



Abb. 5-22: Betonplatten mit Schutzschichten aus Kies (links) und Misapor (rechts) (Versuchsanlage Lochezen, Walenstadt).

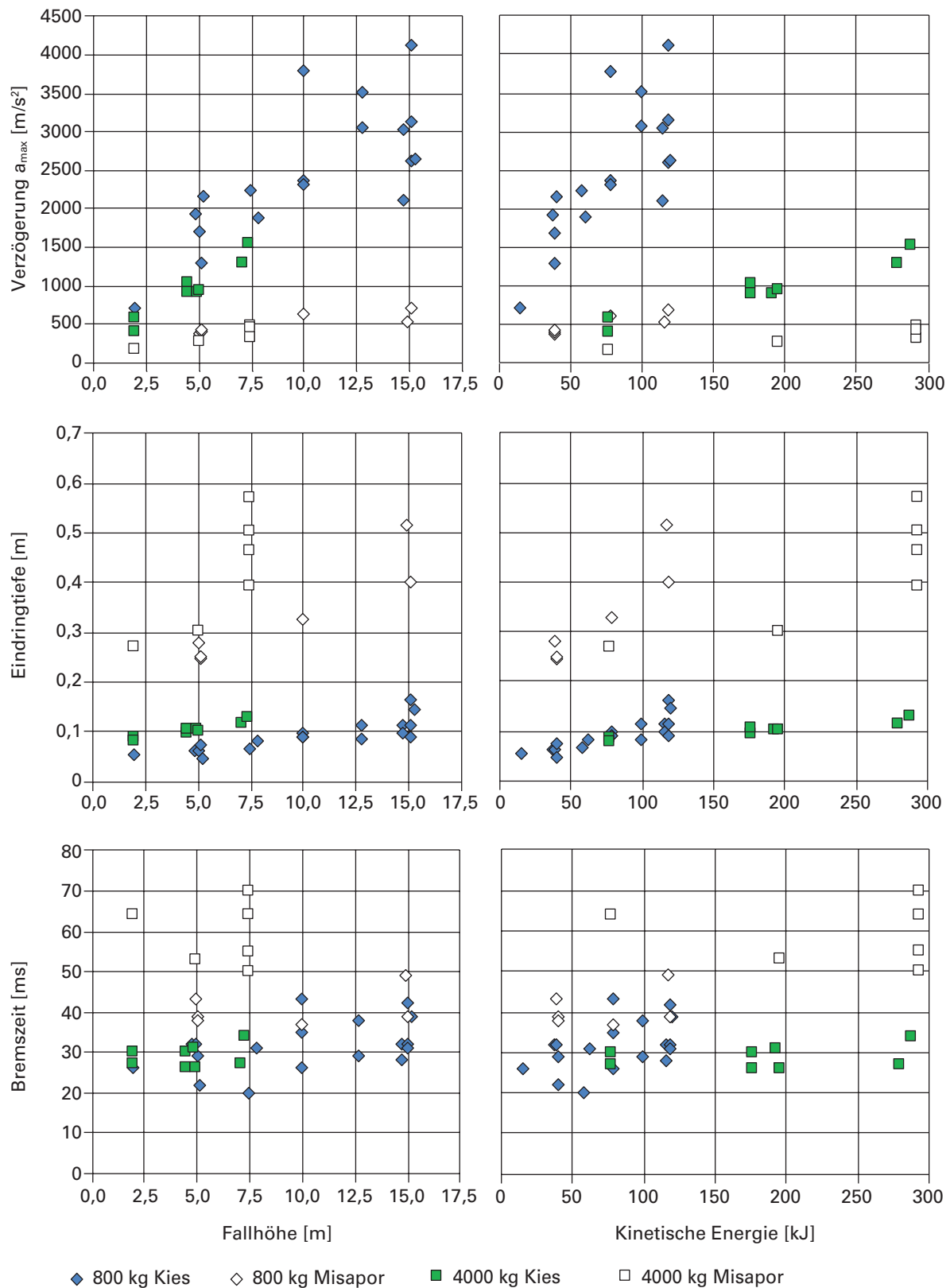


Abb. 5-23: Maximale Verzögerungen, Eindringtiefen und Bremszeiten bei verschiedenen Fallhöhen und kinetischen Energien der Wurfkörper.

Resultate über Verzögerung und Eindringtiefe

Die in Tabelle 5-4 angegebenen Parameter genügen freilich nicht, um die maximalen Verzögerungen oder die Eindringtiefen zu erklären. Die Resultate sind hier trotzdem dargestellt, obwohl massgebende Parameter fehlen (Dicke und Armierung der Betonplatte, momentanes Schadensbild der Platte, Dehnungszustand der Bewehrung, Anzahl Vorbelastungen usw.). Die Ergebnisse der Versuche mit dem 800 kg schweren Wurfkörper lagen bei gleicher Fallhöhe in einem weiten Streubereich. Dies trifft vor allem für die Schutzschicht aus Kies zu. Bei Fallhöhen von 5 m wurden maximale Verzögerungen von 1280 bis 2170 m/s² gemessen, bei 15 m Fallhöhe solche zwischen 2100 und 4100 m/s². Die maximalen Verzögerungen lassen sich mit der Fallhöhe als einzigem Parameter zu 55% erklären. Die gemessenen Verzögerungen auf Kies mit dem 4000 kg schweren Wurfkörper streuten dagegen viel weniger stark und können zu 93% mit der Fallhöhe erklärt werden. Bei den Versuchen mit einer Schutzschicht aus Misapor (Dicke 80–120 cm) fielen die maximalen Verzögerungen bei beiden Wurfkörpern durchschnittlich vier- bis fünffach kleiner aus. Bezüglich der kinetischen Energie waren die Verhältnisse identisch (Abb. 5-23).

So unterschiedlich stark die Schutzschichten, so unterschiedlich waren auch die Eindringtiefen. Die Variabilität ist in Bezug auf die Eindringtiefen vor allem bei der Fallhöhe von 7,5 m offensichtlich. Bei Belastungen von fast 300 kJ drang der 4000 kg schwere Wurfkörper 0,39 bis 0,57 m in die Misaporschicht ein. Bei gleicher Fallhöhe traten im Kies lediglich Eindringtiefen von 0,12 bis 0,13 m auf. Auch bei diesen Versuchen waren die Unterschiede zwischen den Kies- und Misaporwerten um etwa einen Faktor 4 kleiner. Dieser gleiche Faktor ergibt sich auch bei den Versuchen mit den 800 kg schweren Wurfkörpern. Während in der Kiesschicht durchschnittliche Eindringtiefen von 0,06 bis 0,12 m gemessen wurden, betrugen sie bei der Misaporschicht 0,25 bis 0,45 m (Abb. 5-23).

Charakteristische Werte der Abbremsvorgänge

Die teilweise grossen Streubreiten der maximalen Verzögerung und Eindringtiefen sollten sich auch in den Verzögerungs- und Wegfaktoren spiegeln. Grundsätzlich trifft dies zu, noch deutlicher sind jedoch die Unterschiede zwischen den beiden Wurfkörpern resp. den beiden Schichtarten sichtbar. Am auffälligsten sind die Unterschiede bei den Versuchen mit der Kiesschicht: Der Verzögerungsfaktor lag bei den leichten Wurfkörpern zwischen 2,9 und 11,3 und bei den leichteren zwischen 1,8 bis 4,2. Es fällt, dass nur ein einziger Versuch einen Wert über 8 aufweist. Bei diesem Versuch (Nr. 10) war die Kiesschicht nur 20 cm dick, der Wurfkörper wurde sehr hart abgebremst und daher lag dieser Wert so hoch. Die Versuche mit der Misaporschicht zeigen deutlich kleinere Streuungen. Bei den schwereren Wurfkörpern lagen die Verzögerungsfaktoren zwischen 1,4 und 2,1 und bei den leichteren in einem engen Bereich von 1,5 bis 1,6 (Abb. 5-24, links). Die Auswertung der Wegfaktoren zeigte auch deutliche Unterschiede: Bei den Versuchen mit der Kiesschicht lagen die Werte bei leichteren Wurfkörpern zwischen 0,15 und 0,33 und beim 4000 kg schweren zwischen 0,31 und 0,47. Bei den Versuchen mit der Misaporschicht und dem 4000 kg schweren Wurfkörpern wurden vergleichsweise hohe Werte zwischen 0,56 bis 0,68 berechnet und beim leichteren Wurfkörper solche von 0,59 bis 0,65 (Abb. 5-24 rechts).

Obwohl die Resultate dieser Versuche sehr unterschiedlich sind, haben sie etwas gemeinsam: Werden alle 38 Verzögerungs- und Wegfaktoren jeweils miteinander multipliziert, ergeben die meisten Produkte eine Zahl zwischen 0,8 und 1,3. Eine Ausnahme bildet dabei der Versuch Nr. 10, bei dem anstatt einer 40 cm dicken Kiesschicht nur eine solche mit 20 cm verwendet wurde. Die Multiplikation des Verzögerungsfaktors von 11,3 mit einem Wegfaktor von 0,15 liegt mit 1,66 deutlich ausserhalb des angesprochenen Bereiches. Werden die Resultate des Versuchs Nr. 10 weggelassen, so ergibt sich ein Mittelwert der Produkte von 1,06 bei einer einfachen Standardab-

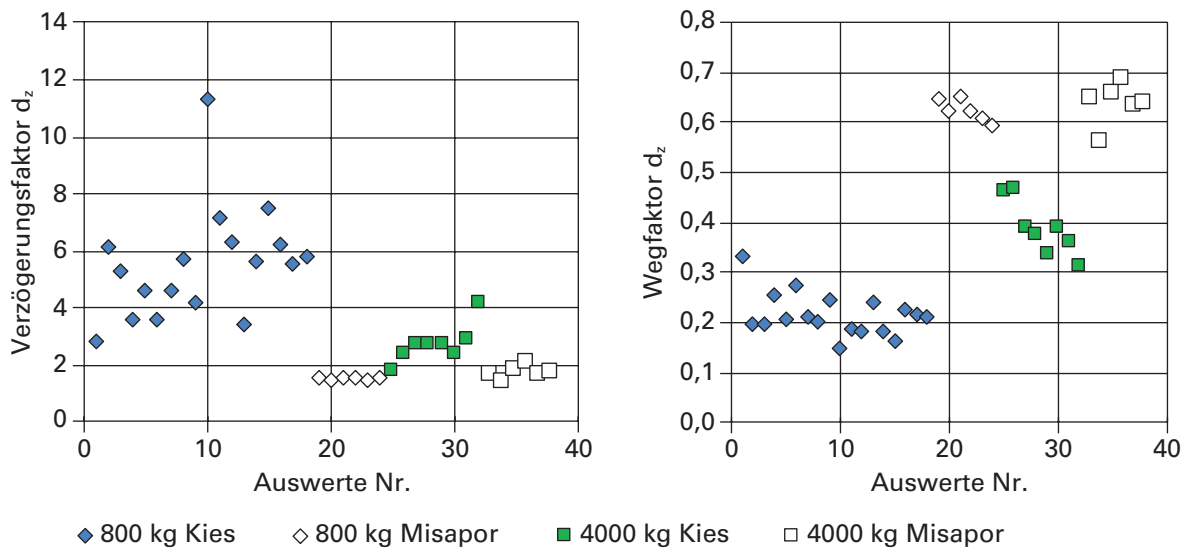


Abb. 5-24: Verzögerungs- und Wegfaktoren von insgesamt 38 Versuchen.

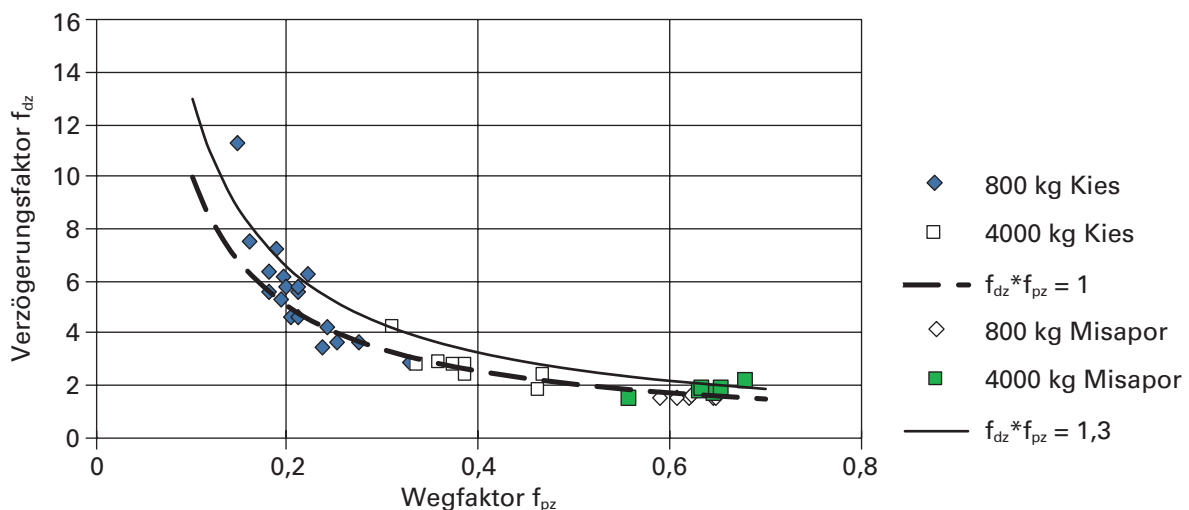


Abb. 5-25: Verzögerungsfaktoren in Abhängigkeit der Wegfaktoren.

weichung von 0,15. 28 Produkte liegen innerhalb eines Bereiches von $\pm$ der einfachen Standardabweichung, 3 liegen darunter und 5 darüber. Wird mit einer zweifachen Standardabweichung gerechnet lagen alle Produkte (mit Ausnahme von Versuch Nr. 10) unterhalb dieser Linie (Abb. 5-25). Die Darstellung zeigt, dass auch bei diesen Versuchen ein Zusammenhang zwischen dem Wegfaktor und dem Verzögerungsfaktor besteht. Ein ähnlicher Zusammenhang ist schon bei den Versuchen auf Bodenmaterial (Kap. 5.1 und 5.2) zwischen der Eindringtiefe und der maximalen Verzögerung festgestellt worden.

5.5 Aufprall auf Betonplatte ohne Schutzschicht

In den vorangehenden Kapiteln sind die Abbremsvorgänge auf Beton mit einer mehr oder weniger dicken Schutzschicht beschrieben. In der Praxis kam es jedoch schon mehrfach vor, dass Steine und Felsblöcke direkt auf Wände von Gebäuden fielen und diese zerstörten. Solche Gebäude stehen vielfach in der roten Gefahrenzone, die ab einer Energiegrenze von 300 kJ ausgeschieden wird. Daher stellte sich die Frage, wie gross ein Schaden an einer armierten Betonwand ist, wenn diese mit 300 kJ belastet wird. Um diese Frage zu beantworten, wurde in der Versuchsanlage Walenstadt eine armierte Betonplatte mit einem Wurfkörper dynamisch belastet (Abb. 5-26).



Abb. 5-26: Wurfkörper mit einem Gewicht von 1080 kg und einer Geschwindigkeit von 23,8 m/s kurz vor dem Aufschlag auf eine 25 cm starke Betonplatte (Versuchsanlage Lochezen, Walenstadt SG).

Material und Methoden

Beim verwendeten Wurfkörper handelte es sich um ein altes Betonfundament (1080 kg), das der Entsorgung zugeführt werden sollte. Die Betonplatte war ein «Restposten» aus früheren Versuchen, bei denen die Interaktion zwischen Wurfkörper und Betonplatte untersucht wurde (SCHELLENBERG 2008). Die Platte mit einer Betonqualität von C25/30 hatte die Abmessungen 3,5×4,5×0,25 m und war auf der Zugseite (unten) mit 1,9% des Querschnittes (Ø 18 mm/150 mm) sehr stark bewehrt. Sie wurde vor diesem Versuch schon fünfmal mit einer Energie von 40 kJ (Fallhöhe 5 m) und dreimal mit 100 kJ (Fallhöhe 12,5 m) belastet und wies einige Risse im Beton mit den entsprechenden Dehnungen im Bewehrungsstahl auf.

Der Wurfkörper wurde auf eine Höhe von 29,8 m hochgezogen und fallen gelassen. Der Abbremsvorgang des Wurfkörpers wurde mit einer Frequenz von 1000 Bildern pro Sekunde gefilmt. Bei der Auswertung des Filmmaterials zeigte sich, dass die berechneten Geschwindigkeiten kurz vor dem Bodenkontakt ab- statt zunahmen. Auch nach dem Abbremsprozess waren Schwankungen der Geschwindigkeit von $\pm 1 \text{ m/s}$ im Diagramm sichtbar (Abb. 5-27). Erst da wurde erkannt, dass die Kamera während dem Versuch nicht ausreichend stabil befestigt und deshalb kleinen Schwingungen unterworfen war.

Zudem war die Messmarke am Wurfkörper in der Zeit von 0,12 bis 0,20 s nach seinem ersten Kontakt mit dem Beton infolge einer anderen, dazwischen fliegenden Messmarke schlecht lesbar. Die einzelnen Bilder mussten deshalb manuell ausgewertet werden. Dies ergab einen stufenförmigen Wegverlauf mit entsprechend unterschiedlichen Geschwindigkeiten (Abb. 5-27 und 5-28).

Trotz der Ungenauigkeiten der beobachteten Messpunkte ergab die Trendlinie der Flugparabel im quadratischen Term einen Wert von 4,86 (siehe Kap. 3.1), was einem

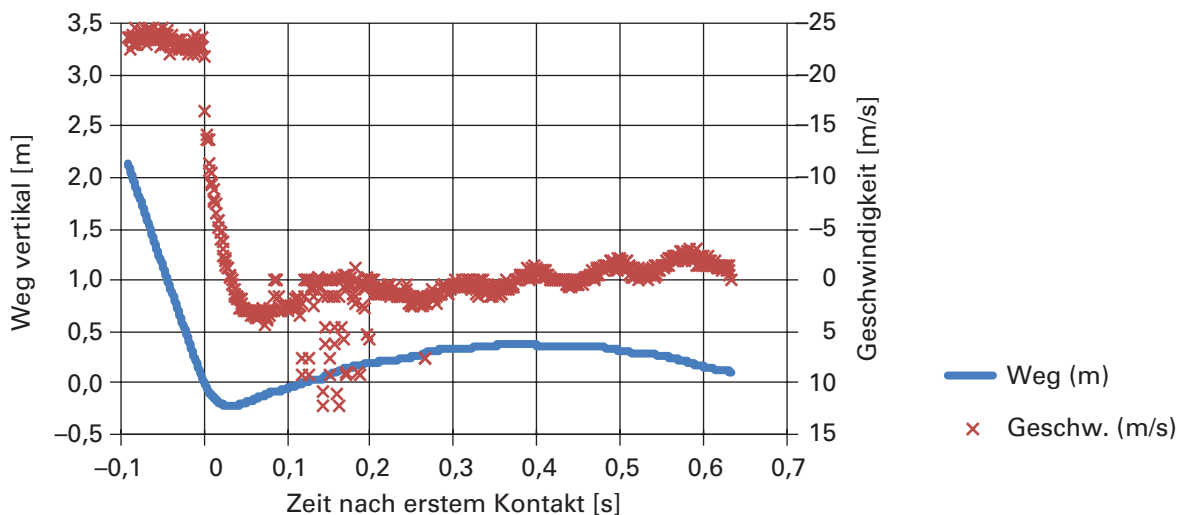


Abb. 5-27: Verlauf des vertikalen Weges des Wurfkörpers sowie berechnete Geschwindigkeiten mit Schwankungen von $\pm 1 \text{ m/s}$.

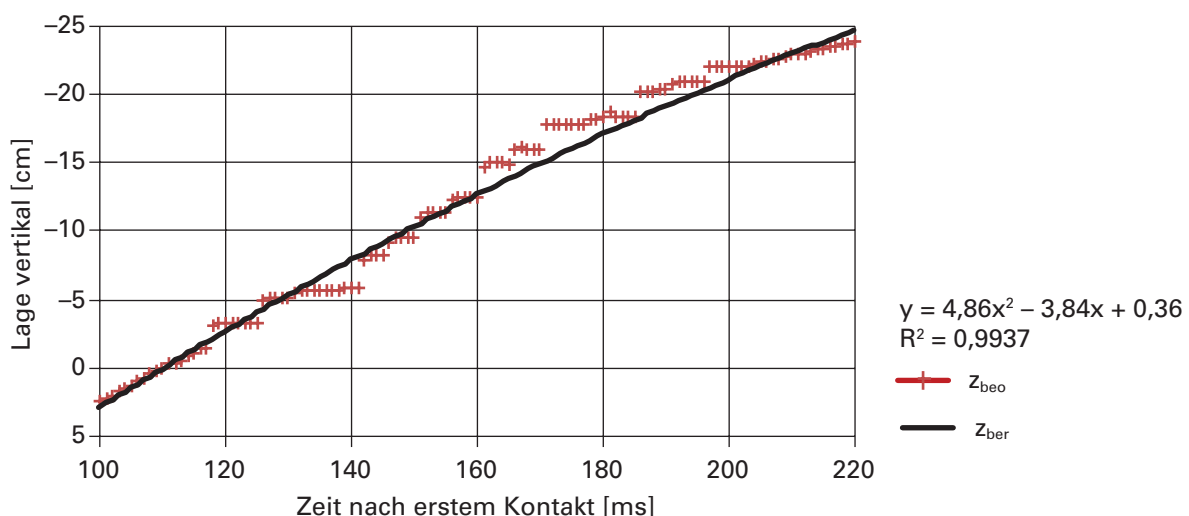


Abb. 5-28: Stufenförmiger Wegverlauf infolge manueller Auswertung der Einzelbilder und berechneter Weg (Flugparabel).

sehr kleinen Fehler von 0,9% in Bezug auf den Bildmassstab entspricht. Die Koordinaten wurden deshalb nicht korrigiert.

Die Verzögerungen wurden in einem Intervall von 2 ms bestimmt. Die partielle Integration der einzelnen Werte ergab eine Geschwindigkeit, die mit den beobachteten Geschwindigkeiten übereinstimmen sollte. Die so berechneten Geschwindigkeiten wurden wiederum partiell integriert, und auch die resultierenden Werte der Eindringtiefen mussten wiederum mit den beobachteten Werten übereinstimmen.

Ergebnisse zum Abbremsprozess

Die Auswertung der Videobilder ergab eine Einschlaggeschwindigkeit von 24,2 m/s und einen Bremsweg von 0,22 m bei einer Bremszeit von 33 ms. Da die Kontaktzeit sich auf etwa 60 ms belief, wurde der Wurfkörper in den verbleibenden 27 ms auf einer Strecke von 6 cm wieder auf eine Geschwindigkeit von 3,2 m/s nach oben beschleunigt.

Die Geschwindigkeit sank nach dem Aufprall auf den Beton sehr schnell ab; bereits nach 4 ms lag sie nur noch bei 12 m/s. Anschliessend nahm sie nicht mehr so stark ab. Die Verzögerung war daher unmittelbar nach dem Aufschlag am höchsten und sank in den ersten 4 ms von 5000 m/s² auf 1150 m/s² und betrug nach 33 ms noch 250 m/s² (Abb. 5-29 oben).

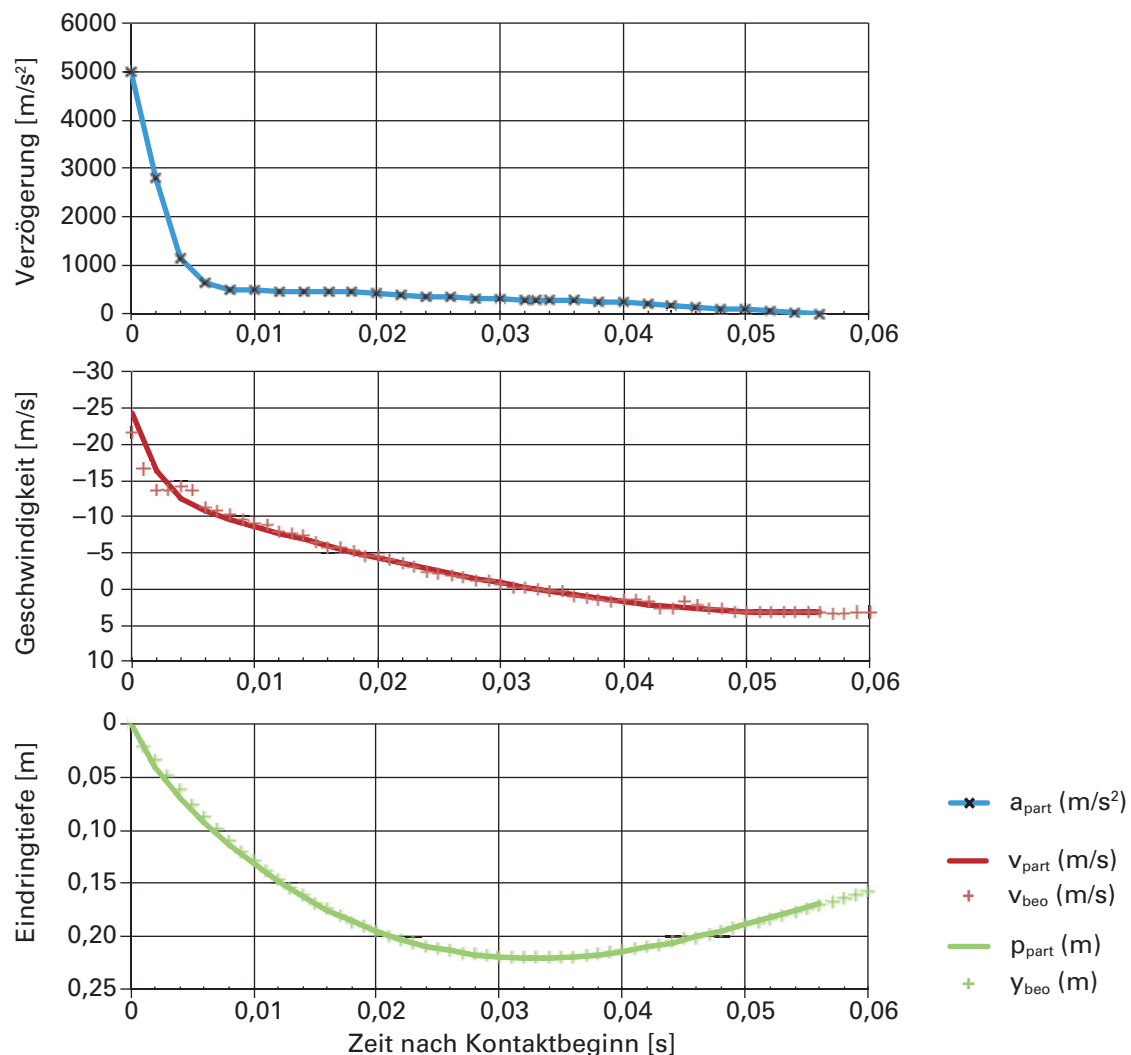


Abb. 5-29: Beobachtete Werte und Verlauf der Verzögerung mit den berechneten Geschwindigkeiten und Eindringtiefen.



Abb. 5-30: Infolge Aufprall des Wurfkörpers wurde die Betonplatte nach 220 ms um 10 cm angehoben (Versuchsanlage Lochezen, Walenstadt SG).

Bei diesem Aufprall mit den sehr hohen Kräften und den elastischen Reserven in der Bewehrung hob sich die 9000 kg schwere Betonplatte kurz nach dem Versuch um 10 cm von den Auflagern ab (Abb. 5-30). Der gesamte Beton unterhalb des Wurfkörpers zerbrach in wenige Zentimeter grosse Stücke und wurde nach unten weggeschleudert. Der Wurfkörper selber wurde nur noch durch die Bewehrung gehalten.

Bemerkungen zu den charakteristischen Werten

Der Verzögerungsfaktor bei diesem Abbremsvorgang betrug $f_{dz} = 6,7$ und der Wegfaktor $f_{pz} = 0,27$. Bezogen auf einen Abbremsvorgang mit konstanter Verzögerung trat eine fast siebenfach höhere Verzögerung auf und ein halb so langer Bremsweg. Die Multiplikation der Faktoren ergibt einen Wert von 1,84. Dies bedeutet, dass die mit Formel (5-5) berechnete maximale Verzögerung um 84 % erhöht werden muss, um die effektiv wirkende Verzögerung zu erhalten.

6 Typenprüfung von Schutznetzen

Eine Typenprüfung von Schutznetzen (GERBER 2001) wurde notwendig, da sich Mitte der 90er-Jahre sehr viele verschiedene Schutznetze von diversen Herstellern auf dem Markt befanden und sich die Bauherren immer wieder mit neuen Entwicklungen konfrontiert sahen. Lange Zeit jedoch war es nicht möglich, die angebotenen Produkte zu vergleichen oder die versprochenen Leistungen zu verifizieren. Deshalb lud das Bundesamt für Umwelt, Wald und Landschaft als Subventionsbehörde im Jahr 1998 die wichtigsten Hersteller von Schutznetzen, die Vertreter von Bahnen und Strassen und die WSL zu Gesprächen ein. Übereinstimmend wurde beschlossen, eine Typenprüfung einzuführen und die Schutznetze in einheitlichen Energieklassen den entsprechenden Belastungen auszusetzen und die Resultate zu veröffentlichen.

6.1 Historisches

In gebirgigen Gebieten sind Verkehrswege und Siedlungen seit jeher Steinschlägen ausgesetzt. Schon früher wurde mit verschiedenen Massnahmen versucht, diese Gefahr zu verringern. Vor allem entlang von Eisenbahnlinien wurden mit bahneigenen Materialien (Schienen, Schwellen) Konstruktionen erstellt, um die Steine aufzuhalten. Solche Schutzwandflächen aus Holzschwellen vermochten damals im Maximum 30 kJ Energie aufzunehmen (Abb. 6-1).

Die innere Verformungsarbeit von Schutzmassnahmen aus Drahtgeflechten und Stützen lag in der gleichen Grössenordnung. Die ersten Konstruktionen aus Drahtseilnetzen übertrafen die damaligen Werte der maximalen Verformungsarbeit um ein Mehrfaches. Die normalen Drahtseilnetze mit Maschenweiten von 250 mm nahmen Energien von 50 bis 200 kJ auf. Mit engeren Maschenweiten von 200 mm und zusätzlicher Geflechtauflage liess sich dieser Wert auf maximal 235 kJ steigern, sofern die Blockmasse mehr als 4000 kg betrug und die Fallhöhe mit 6,0 m entsprechend klein war (HEIERLI 1981). Bei kleineren Blockmassen, beispielsweise bei 1000 kg, sank die Energieaufnahme auf maximal 140 kJ bei einer Fallhöhe von 14 m (Abb. 6-2).



Abb. 6-1: Schutzwände gegen Steinschlag aus Holz- und Stahlschwellen der SBB (Giof, Quinto TI).

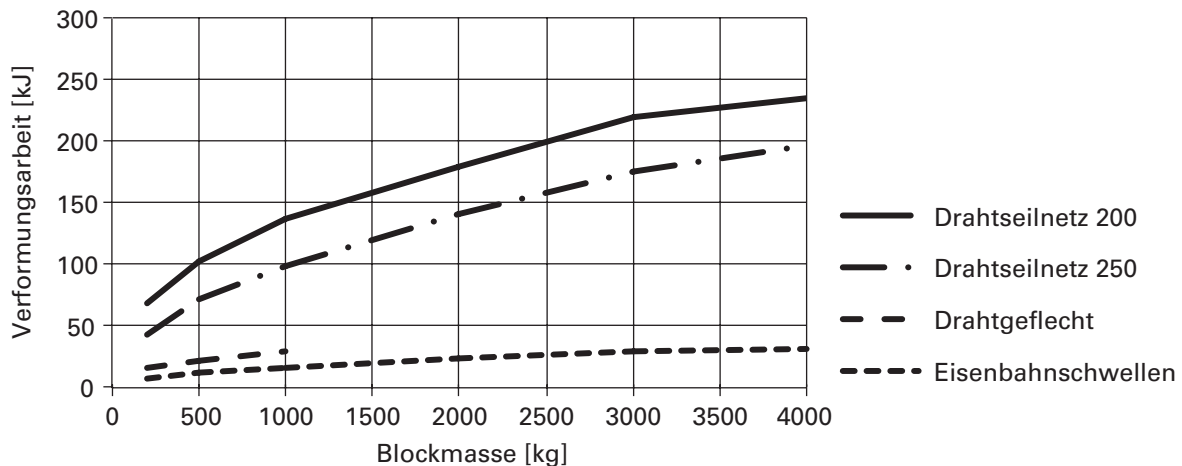


Abb. 6-2: Maximale innere Verformungsarbeit als Resultat aus Fallversuchen (nach HEIERLI 1981).

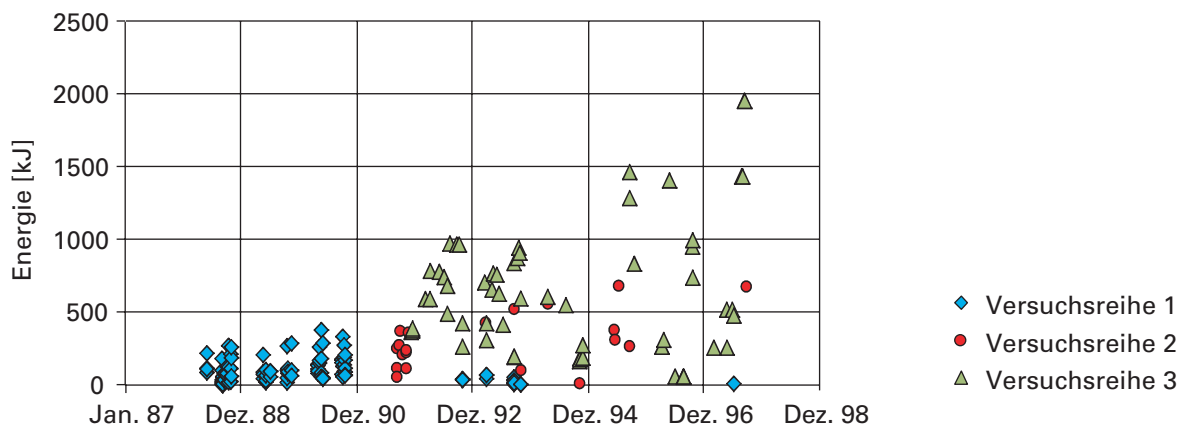


Abb. 6-3: Steigerung der Energieaufnahmekapazität von Schutznetzen im Verlauf der Jahre 1987 bis 1998.

Um Schutznetze gegen Steinschlag zu entwickeln, liessen die Hersteller Steine steile Felsböschungen hinunterrollen und mit den Netzen auffangen. In der Schweiz wurden damals an verschiedenen Versuchsorten Schutznetze getestet. Die Versuchsanlage in Beckenried war am längsten in Betrieb. Die Resultate aus dieser Anlage zeigen exemplarisch, wie Schutznetze mit fortschreitender Zeit immer mehr Energie aufnahmen. Galten im Jahre 1985 noch 240 kJ als maximal, stieg dieser Wert bis ins Jahr 1990 auf fast 500 kJ. Es wurden immer grössere Steinmassen verwendet und diese erreichten durchschnittlich höhere Geschwindigkeiten beim Einschlagen in das Netz. Immer wieder berührten die Steine aber auch kurz vor dem Erreichen des Netzes noch den Boden und verloren so wieder Energie (Versuchsreihe 1 in Abb. 6-3). Dies war nicht länger tragbar und so wurde versucht, Steine an einer Seilbahn hängend direkt ins Netz zu schießen (Versuchsreihe 3 in Abb. 6-3). Bis alles optimal funktionierte, gab es jedoch auch Versuche, bei denen der Stein noch einmal auf dem Boden aufschlug, bevor das Netz ihn definitiv abbremste (Versuchsreihe 2 in Abb. 6-3). Dank der geänderten Abwurftechnik und der Entwicklung von Bremsselementen in den Seilen nahmen die Netzkonstruktionen im Jahre 1992 schon 1000 kJ auf. 1997 lag der Wert bereits doppelt so hoch bei 2000 kJ (Abb. 6-3).

Die damalige Eidgenössische Anstalt für das forstliche Versuchswesen EAFV (heute WSL) übernahm es, die Geschwindigkeit der Steine beim Aufprall auf das Schutznetz

zu bestimmen. Mit solchen Versuchen erweiterte die EAFV die Forschung zur Rauigkeit von Felsoberflächen bei Steinschlag. Mit einer damals hochmodernen Kamera konnten 54 Diabilder pro Sekunde gemacht werden. Diese Bilder ermöglichten es, die Flugbahnen und Bodenkontakte von Hand aufzuzeichnen. Die Lage der Stein-Schwerpunkte wurde auf dem Papier vermessen und anschliessend in ein Rechenprogramm eingegeben und ausgewertet.

6.2 Entstehung der Typenprüfung

Die erste grosse Entwicklungsphase von Schutznetzen fand in den Jahren 1987 bis 1997 statt. In diesen 10 Jahren wurde die Kapazität der Schutznetze von 240 kJ auf 2000 kJ gesteigert. An sechs verschiedenen Versuchsstandorten entwickelten vier Hersteller ihre eigenen Test-Konstruktionen. Qualität und Leistung der Netze unterschieden sich jedoch deutlich und konnten nicht untereinander verglichen werden, zu verschieden waren die Flugbahnen der Wurfkörper, die Anordnung der Schutznetze und die Neigungen der Abbremsvorgänge in den Schutznetzen. Das Bundesamt für Umwelt als Subventionsbehörde ortete einen Handlungsbedarf zur Harmonisierung der Netze. In Zusammenarbeit mit Herstellern, Kantonsvertretern, Vertretern von Strassenbauämtern, Bahnen und der WSL entwickelten die Fachleute eine Richtlinie zur Prüfung von Schutznetzen gegen Steinschlag (GERBER 2001). Man war sich einig, dass die Flugbahnen der Wurfkörper vertikal sein sollten, um eine möglichst «strenge» Prüfung anzustreben.

Je steiler die Flugbahn des Wurfkörpers, desto grösser ist die vom Netz aufzunehmende Energie. Das Netz muss beim Abbremsen des Wurfkörpers nicht nur die kinetische Energie aufnehmen, sondern auch den vertikalen Anteil der potenziellen Energie während dem Abbremsprozess. Je nach Richtung des einfallenden Wurfkörpers wird auch der Bremsweg entsprechend schief ausfallen (Abb. 6-4).

Bei einer vertikalen Flugbahn der Wurfkörper ist gewährleistet, dass die Schutznetze vergleichbaren Belastungen ausgesetzt werden. Die Netze wurden mit frei fallenden Betonkörpern in verschiedenen Energieklassen getestet. Die Masse der Körper richtete sich nach der Energieklasse, und die Geschwindigkeit beim Aufprall in das Netz lag bei 25 m/s (90 km/h). Für jedes Netz wurden hauptsächlich zwei Tests durchgeführt. Der erste Test mit 50 % Energie wurde dazu verwendet, den Reparaturaufwand zu erfassen, beim zweiten Test mit 100 % Energie wurde die Tragfähigkeit nachgewiesen. Alle Tests wurden mit 250 Bildern pro Sekunde gefilmt, damit sich der jeweilige Abbremsvorgang im Detail erfassen liess.

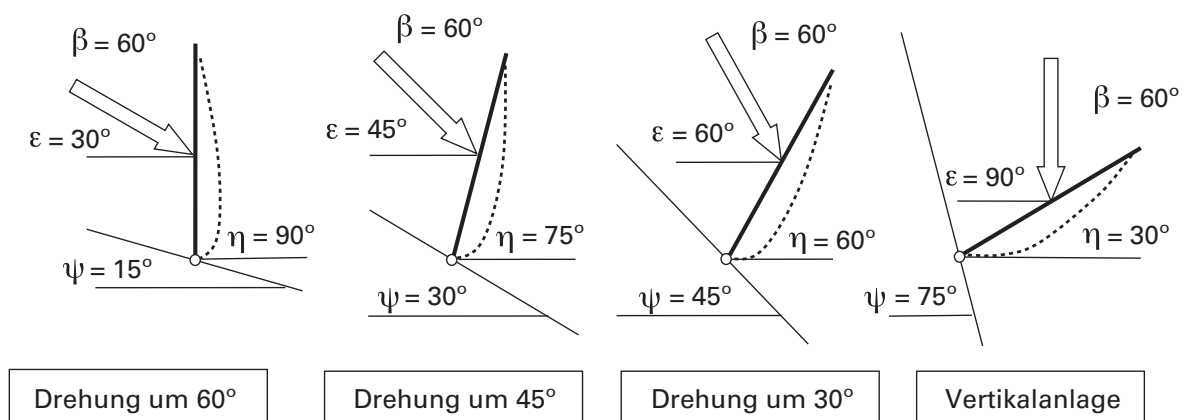


Abb. 6-4: Neigungswinkel der Flugbahnen in verschiedenen Versuchsanlagen.

6.3 Versuchsanlage Walenstadt

In einem ehemaligen Steinbruch in Walenstadt wurde ein beinahe ideales Gelände zur Durchführung der Typenprüfung gefunden. An einer fast senkrechten Felswand liessen sich die Netze montieren, und es war genügend Platz vorhanden, um die Kameratürme zu errichten. Zudem konnte auch ein Kran für den Transport der Materialien installiert werden (Abb. 6-5).

Bis Ende 2015 wurden insgesamt 27 Typenprüfungen von Schutznetzen durchgeführt. Bei drei Schutznetzen durchschlug der Prüfkörper das Netz und die Produkte erhielten entsprechend kein Zertifikat. Das Bundesamt für Umwelt stellte in den einzelnen Energieklassen 24 Zertifikate aus (Tab. 6-1).

Tab. 6-1: Anzahl zertifizierter Schutznetze in den einzelnen Energieklassen.

Energieklasse (kJ)	100	250	500	1000	1500	2000	3000	5000
Anzahl Zertifikate	2	2	4	4	3	3	4	2

Die Zertifikate mit den wichtigsten Prüfungsergebnissen sind beim Bundesamt für Umwelt unter nachfolgendem Link veröffentlicht: www.bafu.admin.ch/typenpruefung. Aus diesen Zertifikaten stammen die in den nachfolgenden Kapiteln präsentierten Resultate.



Abb. 6-5: Versuchsanlage Lochezen, Walenstadt SG, mit montiertem Schutznetz, Wurfkörper und Krananlage.

Montage der Schutznetze

Die Montage der Netze erfolgte mit Hebebühnen im Bereich der Stützen und dazwischenliegenden Verbindungsstegen. Vorgängig wurden die Messzellen platziert und anschliessend die Seile der Netze daran befestigt, damit sich die Kräfte dort messen liessen. Bis zu Energiewerten von 1000 kJ genügte je ein unteres und oberes Tragseil zur Befestigung des Netzes. Je zwei Rückhalteseile hielten die Stützen am Kopf. Zur Stabilität der Randstützen (S1 und S4) wurden dort zusätzlich seitliche Abspannseile montiert. In den meisten Seilen wurden Bremsselemente eingebaut, um die auftretenden Kräfte zu mindern (Abb. 6-6).

Kraftmessung

Zur Prüfung und Beurteilung von Schutznetzen waren verschiedene Daten notwendig, welche zum Teil automatisch, zum Teil aber auch manuell erfasst wurden. Infolge der dynamischen Einwirkung der Wurfkörper auf die Netze und der kurzen Bremszeiten mussten die Kräfte in den Seilen automatisch gemessen und die Videokamera mit den gleichen Signal gesteuert werden. Die Messungen wurden ausgelöst, sobald bei einer Messzelle ein bestimmter Wert einer Kraft erreicht und überschritten wurde. Die Daten wurden eine halbe Sekunde vor bis 2,5 s nach diesem Zeitpunkt gespeichert. Dies genügte, um nach dem ersten Aufprall des Wurfkörpers auch noch den zweiten Einschlag zu messen (Abb. 6-7).

In Abbildung 6-7 sind die Daten von 15 Messzellen abgebildet, welche jeweils 2000 Messpunkte pro Sekunde aufweisen. Normalerweise wurden die Messzellen so installiert, dass eine Kontrollmessung im gleichen Seiltyp möglich war. Bei den Schutznetzen sind hauptsächlich drei Typen von Seilen vorhanden: Obere Tragseile, untere Tragseile und Rückhalteseile. Daneben gibt es aber auch noch andere Typen (Fang-

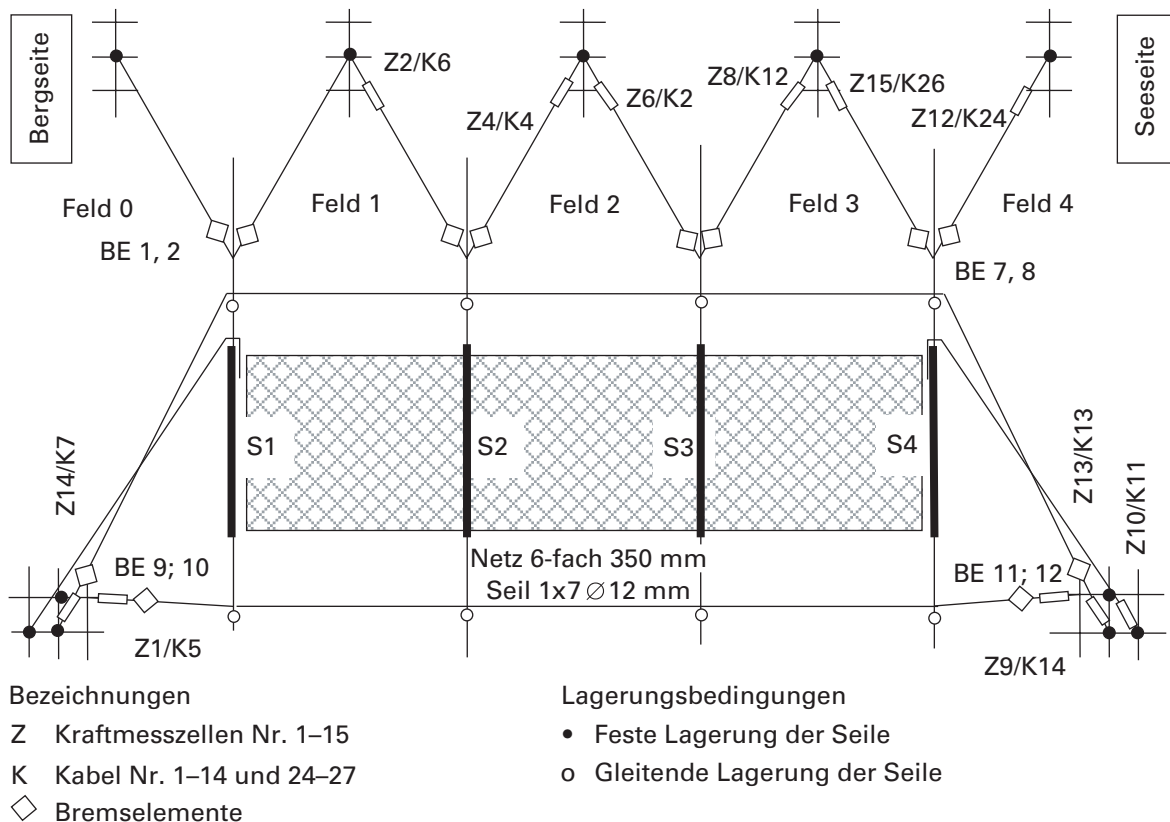


Abb. 6-6: Skizze eines Schutznetzes und Anordnung der Messzelle.

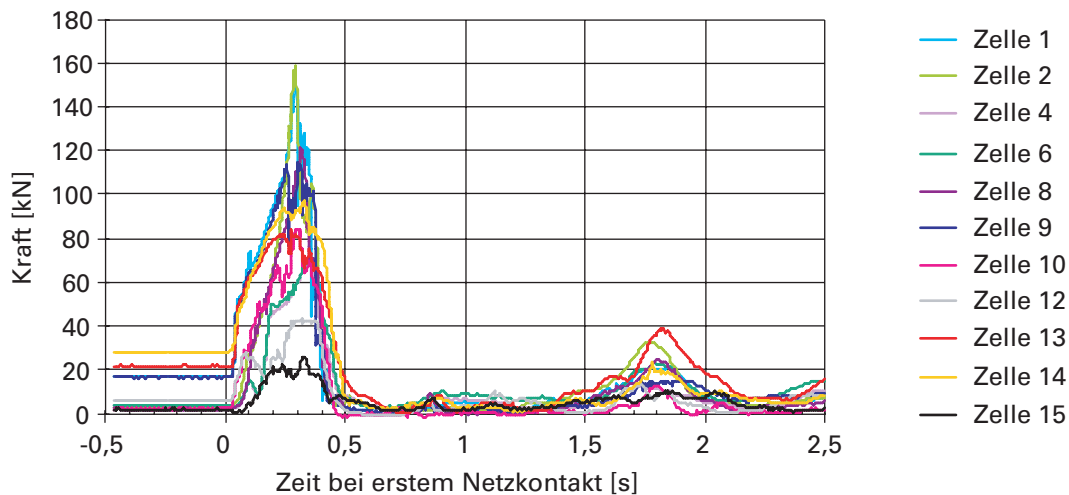


Abb. 6-7: Beispiel einer Kraftmessung in den verschiedenen Seilen bei einem Einschlag mit einer Energie von 1000 kJ.

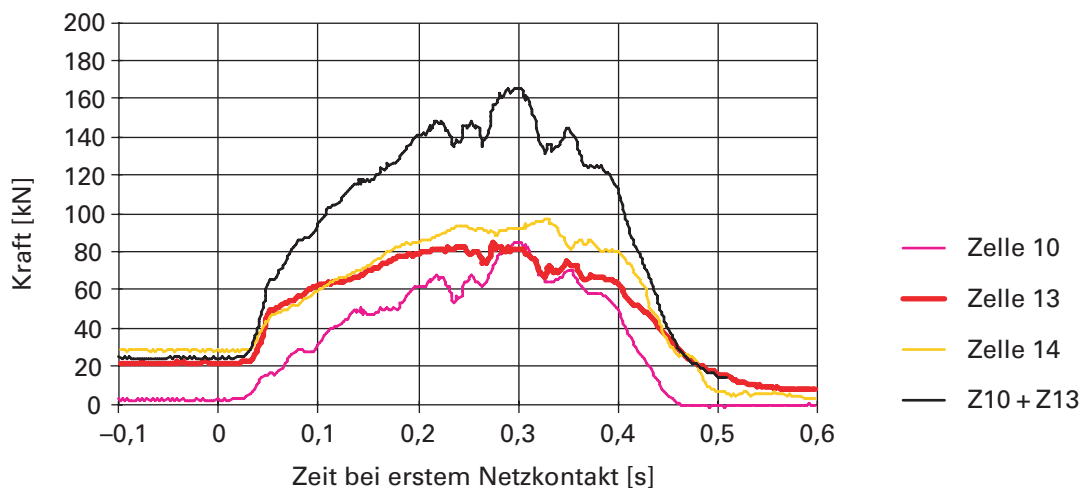


Abb. 6-8: Kraftmessung in den oberen Tragseilen mit Zellen 13 und 14 und Kraftsumme mit Zellen 13 und 10.

seile, Seitenabspannungen), auf welche hier nur hingewiesen wird. Im Beispiel wurden die Kräfte in den oberen Tragseilen mit den Zellen 13 und 14 gemessen. Die maximalen Kräfte in den oberen Tragseilen zeigten Werte zwischen 85 und 96 kN (Abb. 6-8).

Zur Bemessung der Verankerung sind jedoch nicht diese einzelnen Werte massgebend. Vielmehr muss beachtet werden, welche Seile am gleichen Anker befestigt sind. Im Beispiel wurde das seitliche Abspannseil (Zelle 10) zusammen mit dem oberen Tragseil (Zelle 13) verankert. Daher war die Summe der Kräfte (165 kN) massgebend, welche 0,3 s nach dem ersten Netzkontakt auftrat (Abb. 6-8). Die Kräfte in den unteren Tragseilen wurden mit den Zellen 1 und 9 gemessen. In der statischen Phase der Messung zeigten beide Zellen noch identische Werte von 17 kN. Auch während der ersten 0,25 s nach dem ersten Netzkontakt war dies noch zutreffend. Anschliessend wurde in Zelle 9 ein maximaler Wert von 115 kN und in Zelle 1 ein solcher von 150 kN gemessen. Massgebend für die Bemessung der Verankerung war der höhere Wert (Abb. 6-9).

In den Rückhalteseilen waren die Kräfte abhängig von der Position und Richtung der Messzellen in Bezug zum Einschlag. Der Wurfkörper wurde in das Feld 2 fallen gelassen (Abb. 6-6), und die maximalen Kräfte der Rückhalteseile traten in den meisten Fällen in den von Feld 2 nach aussen gerichteten Rückhalteseilen auf. Im Beispiel waren

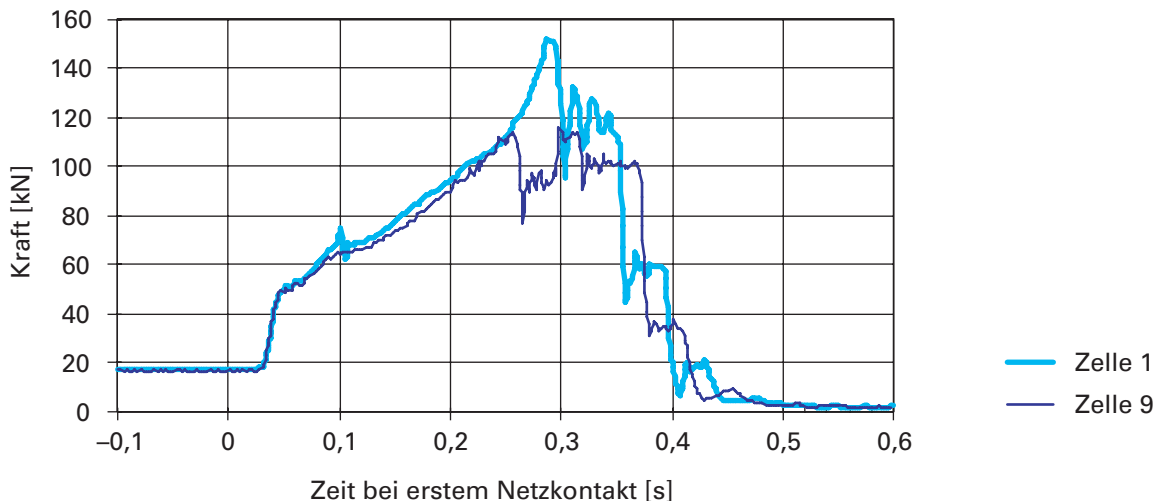


Abb. 6-9: Kraftmessung in den unteren Tragseilen mit Zellen 1 und 9.

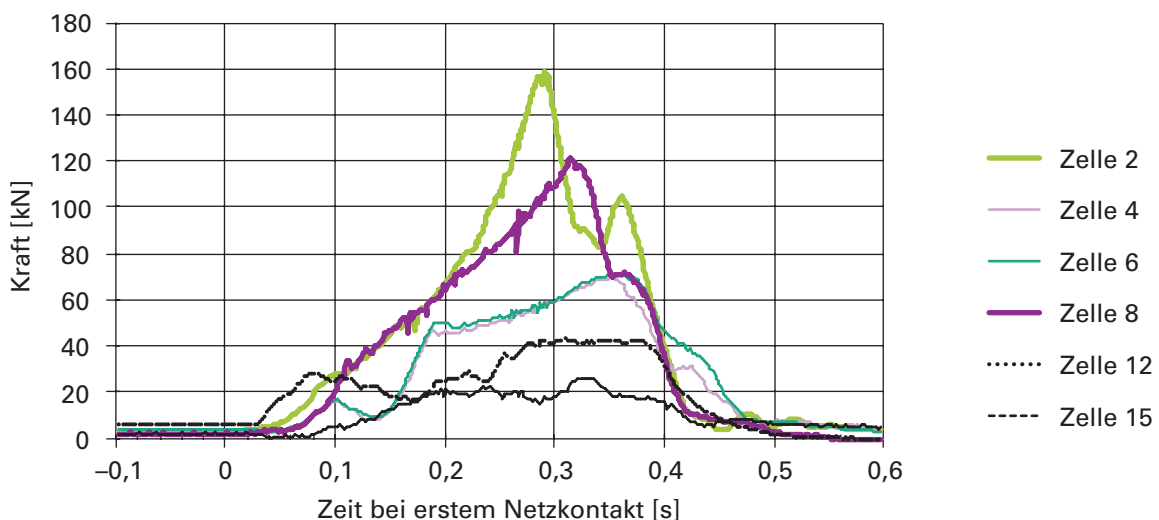


Abb. 6-10: Kraftmessung in den Rückhalteseilen mit den Zellen 2, 4, 6, 8, 12 und 15.

dies die Rückhalteseile mit den Zellen 2 und 8 und den Kräften 122 kN und 158 kN. Die zentrisch angeordneten Rückhalteseile mit den Zellen 4 und 6 zeigten fast identische Kräfte von 69 bis 71 kN. Die Kräfte in den äusseren Rückhalteseilen (Zellen 12 und 15) waren mit 26 bis 43 kN deutlich kleiner (Abb. 6-10). Massgebend für die Bemessung der Ankerkräfte war die Summe der Kräfte, die am gleichen Anker befestigt wurden.

Videomessung

Der Abbremsvorgang wurde normalerweise mit 250 Bildern pro Sekunde gefilmt. Je nach Auflösung der digitalen Bilder fielen sehr grosse Datenmengen an. Um diese zu begrenzen, war die Dauer einer Aufnahme auf 2 s beschränkt. Diese Zeit genügte, um den Wurfkörper vor, während und nach dem Abbremsvorgang zu erfassen. Zur Auswertung der Positionen in einem Koordinatennetz musste der Bildmassstab ermittelt werden. Dazu wurde eine Messlatte mitgefilmt, von der die Distanzen zur Kamera und die Distanz zwischen Kamera und Wurfkörper bekannt waren. Aus diesen Zahlen liess sich der Bildmassstab berechnen. Waren die Schwerpunkte des Wurfkörpers in den verschiedenen Positionen bezüglich Zeit erfasst, bezogen sich diese auf den unteren Bildrand und die Videozeit wurde beim ersten aufgenommenen Bild gestartet. Die

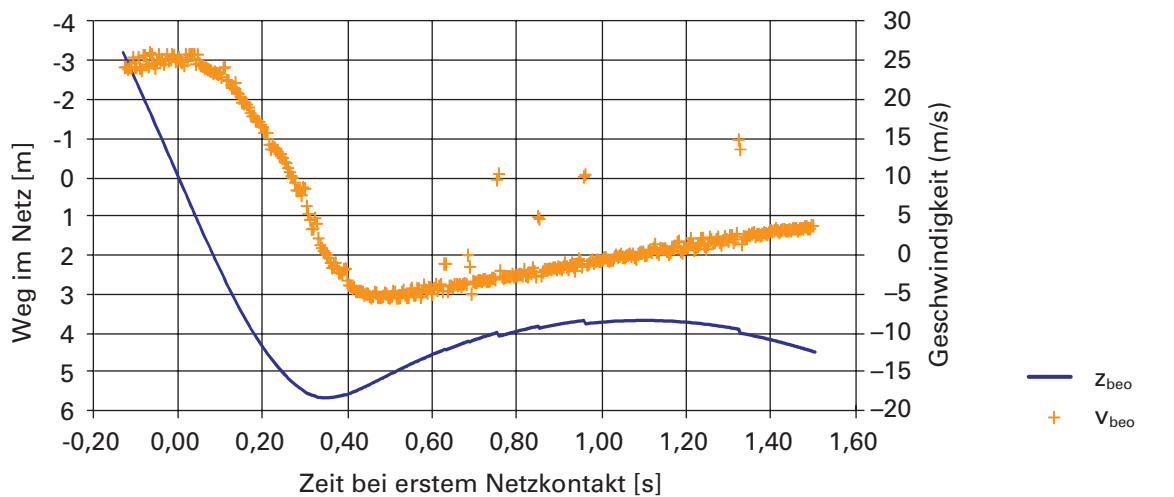


Abb. 6-11: Weg und Geschwindigkeit des Wurfkörpers im Netz.

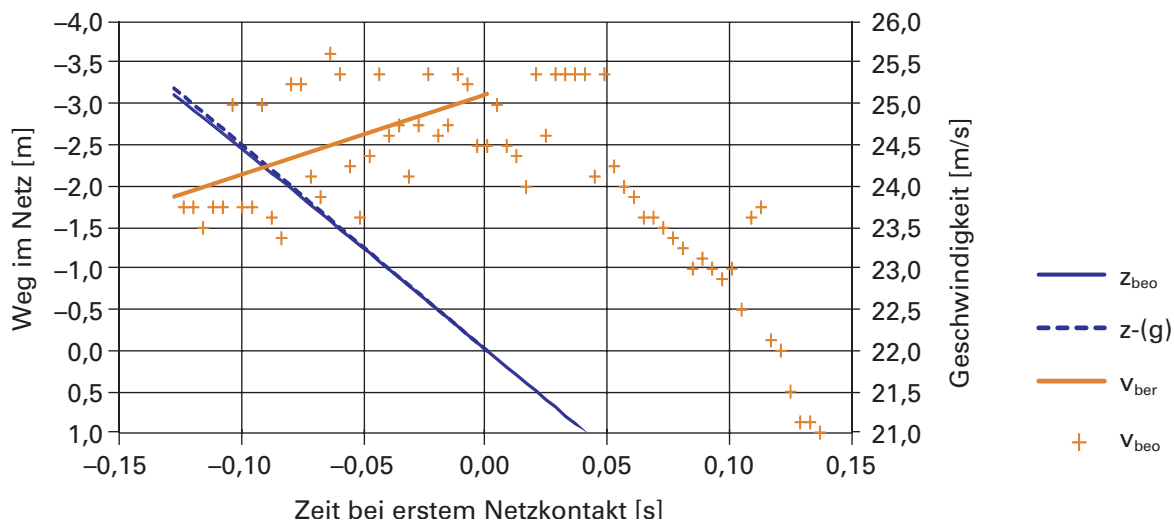


Abb. 6-12: Weg und Geschwindigkeit des Wurfkörpers vor dem ersten Netzkontakt.

zeitlichen und örtlichen Werte in diesem Datensatz wurden umgerechnet bezüglich dem ersten Netzkontakt. So startete der Abbremsvorgang bei einem Wert Null und auch die Höhenlage wurde zu diesem Zeitpunkt auf Null gesetzt. Im Beispiel in Abbildung 6-11 resultierte ein Bremsweg von 5,7 m bei einer Bremszeit von 0,35 s. Die Berechnung der Geschwindigkeiten über ein Zeitintervall von 0,008 s zeigte, wie die Geschwindigkeit im Netz abnahm, aber auch, wie die Geschwindigkeit während dem freien Fall vor und nach dem Netzkontakt zunahm.

Die momentanen Geschwindigkeiten (über eine Zeit von 0,008 s berechnet) wurden so dargestellt, dass sich der Geschwindigkeitsrichtung nach unten positive Werte zuordnen liessen. Dies hatte den praktischen Effekt, dass in der Darstellung die Geschwindigkeit «fällt». Die so berechneten Geschwindigkeiten sind zwar exakte Werte, streuen jedoch in einer bestimmten Bandbreite, da sich die beobachteten Punkte nicht auf den Millimeter genau erfassen liessen. Damit die effektive Geschwindigkeit vor dem ersten Netzkontakt bestimmt werden konnte, wurden diese Daten detaillierter analysiert (Abb. 6-12).

Die mit einem Zeitintervall von 0,008 s berechneten Geschwindigkeiten vor dem ersten Netzkontakt streuten in einem Bereich von 23,4 bis 25,6 m/s. Diese relativ grosse Streuung nahm kurz vor dem Netzkontakt zwar noch ab, aber es waren eher zufällige Geschwindigkeitswerte. Um die exakte Geschwindigkeit zu bestimmen, wurde daher nicht die Differenz von zwei Positions- und Zeitwerten verwendet. Vielmehr wurden alle Datenpunkte der Bewegung vor dem Netzkontakt als gleichwertig betrachtet und weiter verarbeitet. Der Einfluss der Erdbeschleunigung wurde bei der vertikalen Bewegung zurückgerechnet, und es ergab sich eine geradlinige Bewegung, die im Punkt Null tangential die Flugbahnkurve berührte (z-g). Mit diesen korrigierten Daten liess sich mithilfe einer linearen Regression eine mittlere Position der Datenpunkte berechnen. Die «Steigung» der Geraden ergab die Geschwindigkeit (v_{ber}) beim Auftreffen auf das Netz (zur Zeit Null), im dargestellten Beispiel 23,9 m/s für den ersten beobachteten Punkt (–0,128 s) und 25,1 m/s beim ersten Netzkontakt.

6.4 Ergebnisse der Typenprüfung

Aus den Resultaten der Typenprüfungen interessieren vor allem die gemessenen Kräfte in den verschiedenen Energieklassen. Wie stark nehmen diese mit der Energie der Wurfkörper zu? Wie stark nehmen die Seilkräfte bei doppeltem Energieeintrag zu? In welchen Seiltypen werden die grössten Kräfte gemessen? Auch bei den Auswertungen der Abbremsvorgänge bezüglich Bremsweg und Bremszeit lassen sich ähnliche Fragen formulieren. Von den durchgeführten 27 Prüfungen erfüllten deren 24 die Anforderungen. Daraus resultierten 46 Datenpaare mit den entsprechenden Resultaten, wobei bei der kleinsten Energieklasse 1 keine 50%-Tests durchgeführt wurden (Tab. 6-2). Die Daten sind aus den öffentlich zugänglichen Zertifikaten entnommen (www.bafu.admin.ch/typenpruefung).

Tab. 6-2: Anzahl bestandener Prüfungen in den einzelnen Energieklassen.

Energieklasse	1	2	3	4	5	6	7	8	9	Total
Energie (kJ)	100	250	500	750	1000	1500	2000	3000	5000	
Geprüfte Schutznetze	2	2	4	0	4	3	3	–	4	2
Prüfenergie (kJ)	100	125	250	500	750	1000	1500	2000	2500	3000
Datenpaare Resultate	2	2	6	8	3	7	7	3	2	4

Bremszeiten und Bremswege

Um nun zu unterscheiden, ob die Resultate bei einem bestimmten Energiewert aus einem 50%- oder 100%-Test stammen, wurden diese beim 50%-Test leicht (um 20 kJ) unterhalb des Energieniveaus und beim 100%-Test leicht oberhalb dargestellt. Grundsätzlich zeigten diese beiden Belastungsarten keine signifikanten Unterschiede, sowohl bezüglich Bremsweg wie auch bezüglich Bremszeit. Mit zunehmendem Energieniveau stiegen Bremsweg und Bremszeit an. Die Bremswege lagen zwischen 2,6 und 7,8 m und die Bremszeiten zwischen 0,13 und 0,55 s. Dabei wies nicht die kleinste Energieklasse die niedrigsten Werte und die grösste die hohen Werte auf. Die Streuung bei den Resultaten war relativ gross und einzelne Werte stammten deshalb aus verschiedenen Energieklassen (Abb. 6-13).

Werden die Bremswege den Bremszeiten gegenüber gestellt, lässt sich mit einer linearen Regression eine Funktion berechnen. Damit ist ein Zusammenhang dieser beiden Werte gegeben und fast 88 % der Daten ($R^2 = 0,878$) können damit erklärt werden (Abb. 6-14).

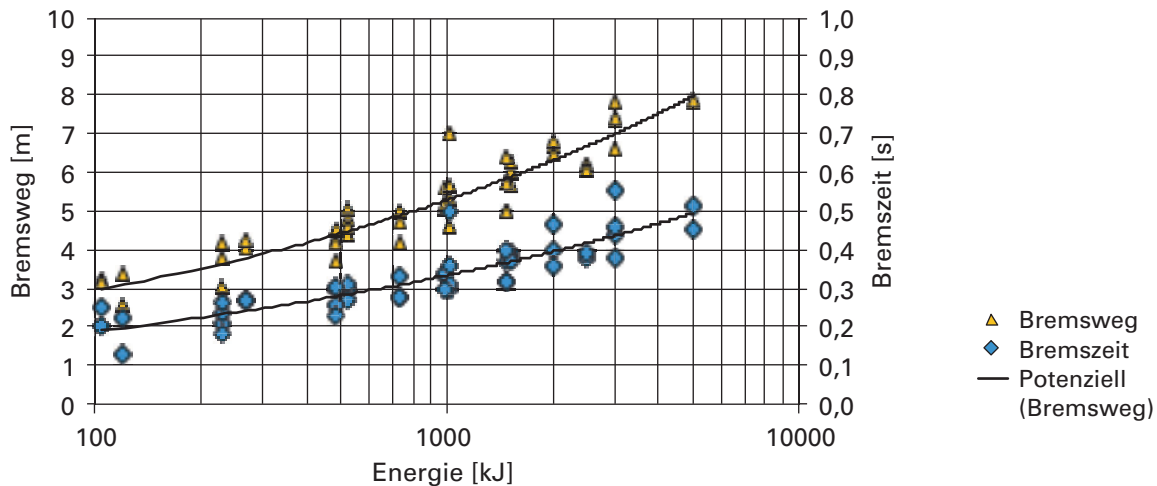


Abb. 6-13: Bremswege und Bremszeiten in den verschiedenen Energieklassen.

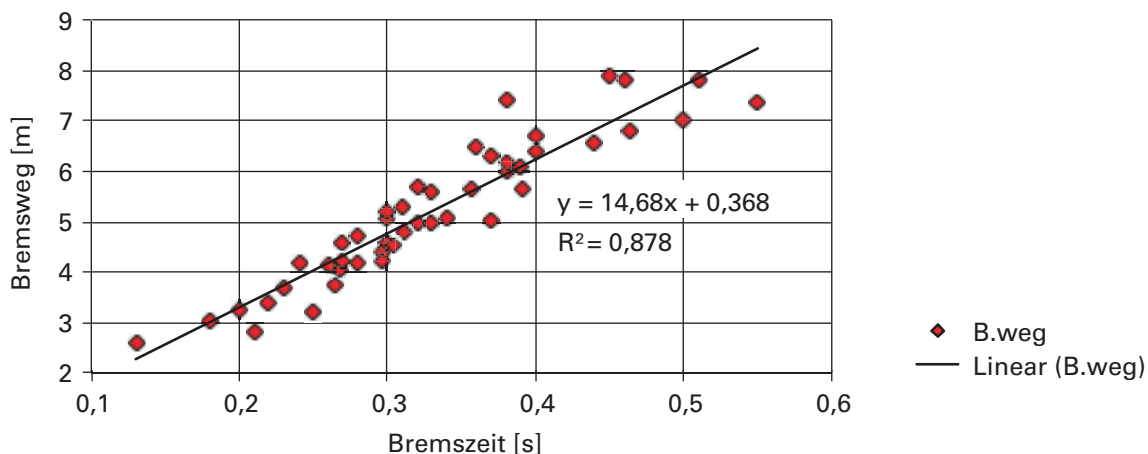


Abb. 6-14: Bremsweg der Typenprüfungen als Funktion der Bremszeit.

Resultate von Kräften und Kraftsummen

Aus jeder Typenprüfung resultierten bei allen drei Seiltypen maximale Kräfte oder Kraftsummen sowohl aus dem 50%-Test wie auch aus dem 100%-Test. Insgesamt wurden in den oberen Tragseilen die grössten Werte gemessen. Je nach Energieklasse streuten die maximalen Werte von 70 bis 540 kN (Abb. 6-15 oben). Dabei wurden die Unterschiede in den einzelnen Energieklassen zunehmend grösser. Bei den unteren Tragseilen lagen die maximalen Werte durchschnittlich tiefer (Abb. 6-15 mitte). Die Trendlinie ergab bei der Energieklasse 1000 kJ einen Wert von 190 kN, während bei den oberen Tragseilen ein Wert von 260 kJ resultierte. Die kleinsten maximalen Kräfte wurden in den Rückhalteseilen gemessen (Abb. 6-15 unten). Bei diesen Seilen ergab die Trendlinie eine Kraft von 130 kN für die Energieklasse 1000 kJ. Dabei ist jedoch zu beachten, dass diese jeweils nur in einer Zelle gemessen wurden und deshalb nur einen Teil der Verankerungskräfte ausmacht. Um die Verankerung zu bemessen, müssten also auch die Kräfte aus der anderen Richtung berücksichtigt werden.

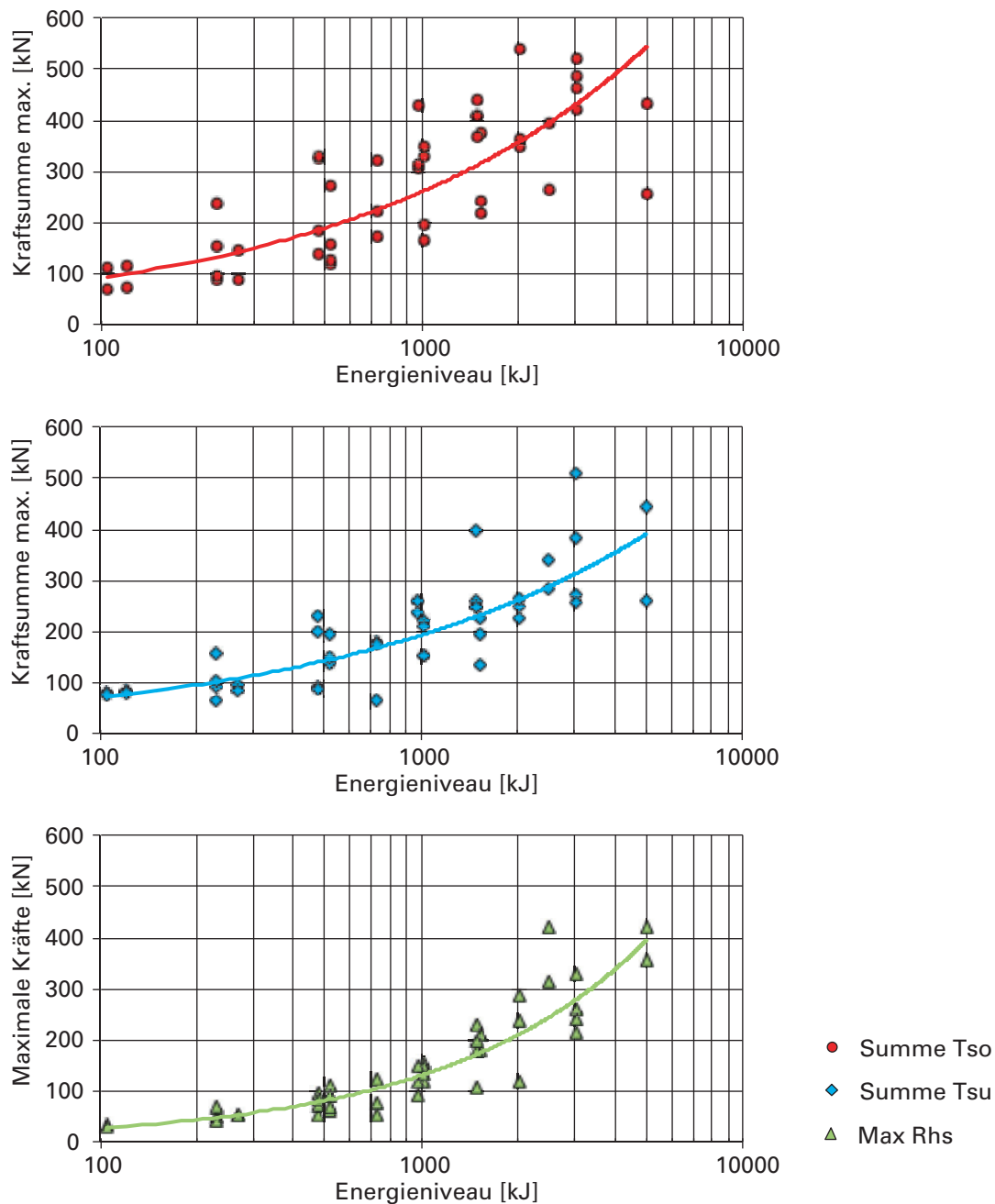


Abb. 6-15: Maximale Kräfte in den oberen Tragseilen (oben), in den unteren Tragseilen (mitte) und in den Rückhalteseilen (unten).

Resultate Reparaturaufwand

Reparaturarbeiten wurden gemäss Richtlinie nur bei den Energieklassen 2 bis 9 durchgeführt und es ergaben sich 22 Datensätze. Für diese wurden die aufgewendeten Personenstunden erfasst, die erforderlich waren, um das Schutznetz nach dem 50 %-Test zu reparieren und für den 100 %-Test bereitzustellen. Hauptsächlich mussten einzelne Bremselemente in den Seilen gewechselt und diese wieder nachgespannt werden. Teilweise wurden aber auch die Netze des Trefferfeldes ausgewechselt. Dies dauerte entsprechend länger, und es resultierten in den betreffenden Energieklassen deutlich höhere Personenstunden (Abb. 6-16).

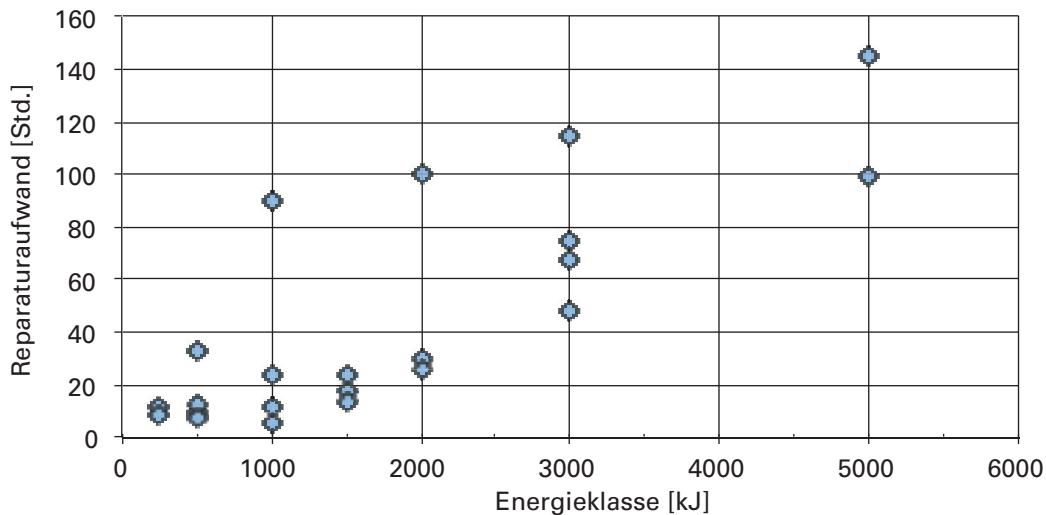


Abb. 6-16: Reparaturaufwand in Stunden aufgrund der 50 %-Belastung.

6.5 Aktuelle Qualitätsbeurteilung von Schutznetzen

Die in Kapitel 10.2 beschriebene Richtlinie über die Typenprüfung von Schutznetzen gegen Steinschlag ist eine Hilfe des Bundesamtes für Umwelt, Wald und Landschaft (GERBER 2001) zuhanden der Vollzugsbehörden. Das BUWAL als Aufsichtsbehörde veröffentlichte diese Richtlinie, um ein möglichst grosses Mass an Rechtsgleichheit und Rechtssicherheit zu gewährleisten.

Auf europäischer Ebene wurde 2008 ein neues Zulassungsverfahren für Steinschlagschutznetze eingeführt (ETAG 027). Infolge des Abkommens zwischen der Schweizerischen Eidgenossenschaft und der Europäischen Union über die gegenseitige Anerkennung von Konformitätsbewertungen wurde die ETAG 027 auch in der Schweiz gültig. Da jedoch bei der schweizerischen Richtlinie höhere Anforderungen galten, wurde die europäische Richtlinie nicht sofort angewendet, sondern noch bis ins Jahr 2016 nach der schweizerischen Richtlinie getestet. Gleichzeitig suchte die Expertenkommission für Lawinen und Steinschlag (EKLS) zusammen mit den Herstellern von Schutznetzen nach Lösungen, wie der hohe Qualitätsstandard der Schutznetze beibehalten werden konnte. Nicht nur der «Oberbau» der Schutznetze sollte eine hohe Qualität aufweisen, sondern auch die Verankerungen und die Fundamente. Dazu mussten Methoden beschrieben werden, wie die bei der Typenprüfung gemessenen Kräfte auf die Verankerungen und Fundamente übertragen und wie diese bemessen werden sollten. Entsprechende Methoden sind in der neuen BAFU-Publikation (Baumann 2018) beschrieben. Darin werden die bei einem Projekt mit Schutznetzen notwendigen Aufgaben für Bauherr, Projektingenieur, Hersteller und Bauunternehmer beschrieben. Jeder der Beteiligten soll eine gute Qualität seiner Teilleistungen erbringen, sodass das Endprodukt in allen Belangen den gestellten Anforderungen genügt.

Anforderungen an die Netze

Ob ein Schutznetz gut ist, lässt sich nicht allein rechnerisch beurteilen. Deshalb wurden sowohl in der Schweiz wie auch im europäischen Raum bei realen Versuchen betonierte Wurfkörper mit den entsprechenden Prüfenergien in die Schutznetze fallen gelassen. Die Resultate sind in den verschiedenen Prüfdokumenten enthalten. Da die Ergebnisse von unterschiedlicher Qualität sind, lassen sich nicht alle zertifizierten Schutznetze im Detail miteinander vergleichen. Bei den europäisch geprüften Schutz-

netzen fehlt beispielsweise bei den Daten über die Abbremsvorgänge die Angabe der Bremszeit. Deshalb lassen sich keine weiteren charakteristischen Werte über die Bewegung der Wurfkörper im Netz berechnen. In der neuen Publikation (BAUMANN 2018) wird dies berücksichtigt und die Bremszeiten werden zusätzlich zu den technischen Angaben verlangt. Daneben müssten noch andere Anforderungen in der technischen Dokumentation beschrieben werden, wie beispielsweise die Anpassungsfähigkeit der Netze im Gelände, die Montage- und Unterhaltskriterien oder die maximale Länge von Schutznetzen.

Anforderung an die Dokumentation

Die Anforderungen an die Dokumentation der Schutznetze sind in der neuen Publikation im Detail beschrieben (BAUMANN 2018). Für Bauherren in der Schweiz sollten die Hersteller von Schutznetzen folgende Dokumente in den Sprachen Deutsch, Französisch und Italienisch liefern:

- Technische Dokumentation (inkl. Pläne und Berechnung der massgebenden Kräfte)
- Montageanleitung
- Wartungshandbuch

Die technische Dokumentation umfasst neben den Abmessungen, Gewichten und Materialqualitäten auch Angaben zum Zusammenbau der Tragelemente. Daneben werden Konstruktionszeichnungen und weitere Angaben verlangt, zum Beispiel die Flugbahnen des Wurfkörpers im Netz und die massgebenden Kräfte in den Tragseilen. Diese sind nicht zu verwechseln mit den an der Typenprüfung gemessenen Kräfte. Bei der Typenprüfung werden Kräfte in einzelnen Seilen gemessen, und in der technischen Dokumentation sollten die Kräfte der Tragseile zusammengefasst sein. Dies erlaubt es, einzelne Schutznetze miteinander zu vergleichen.

In der Montageanleitung sollten neben der detaillierten Beschreibung der Montage auch alle Tragelemente und ihre spezifischen Materialeigenschaften aufgeführt sein. Daneben sind auch Angaben über die Absteckung des Netzes und die Platzierung der Bohrlöcher der Verankerungen erforderlich.

Im Wartungshandbuch sollten die Kriterien der Inspektion, die zeitlichen Intervalle und die Reparaturarbeiten bei den einzelnen Tragelementen beschrieben sein.

Anforderungen an die Verankerungen und Fundamente

Um eine gute Qualität bei den Verankerungen und Fundamenten zu erreichen, sollten die massgebenden Kräfte mit den Werten aus der Typenprüfung übereinstimmen. Dazu muss der Hersteller des Schutznetzes die während der Typenprüfung gemessenen maximalen Seilkräfte in Ankerkräfte umrechnen und die statischen Ersatzlasten angeben. Je nachdem wie viele Seile auf einem Anker enden, müssen die Kräfte vektoriell addiert werden. Massgebend dabei sind neben den maximalen Kräften auch die Neigungswinkel der betroffenen Seile.

Der Projektingenieur legt in Kenntnis der lokalen Bodeneigenschaften die Ankerlängen fest, bestimmt wenn nötig die Abmessungen der Fundamente und überwacht die Bauarbeiten.

Beurteilungsbericht und Produkt-Datenblatt

In der neuen Richtlinie ist festgelegt, dass die Hersteller ein Produkte-Datenblatt über die wichtigsten Fakten und Kennzahlen ihres Schutznetzes liefern müssen. Dazu gehören die Bezeichnungen der abgelieferten Dokumentation wie auch eine Beschreibung der Spezifikationen des Schutznetzes. Daneben sind die wichtigsten Ergebnisse zu den Abbremsvorgängen und den gemessenen Kräften bei den verschiedenen Versuchen aufzulisten. Zudem sind Daten über die Ersatzlasten der Verankerungen und die bei der Beurteilung erreichten Punkte anzugeben.

7 Simulation von Steinschlag

Die ersten Forschungsarbeiten in Zusammenhang mit Steinschlagprozessen wurden (in der Schweiz) von den kantonalen Strassenbauämtern initiiert. Grundlagen dafür waren die Dokumentationen der immer wieder stattfindenden Schadensereignisse. In der Literatur finden sich dazu Daten aus den 60er-Jahren (RITCHIE 1963). Bald darauf folgten Versuche mit Steinen an Böschungen, um die Dynamik des Steinschlages besser zu verstehen (BROILI 1973). Aus diesen Erkenntnissen wurde das erste numerische Modell in Italien entwickelt (PITEAU 1976). Das Modell wurde an internationalen Konferenzen vorgestellt und in der Folge wurden weltweit weitere Modelle zur Simulation von Steinschlag entwickelt. In den 80er-Jahren beruhten noch fast alle Modelle auf zweidimensionalen Längenprofilen. Erst in den 90er-Jahren begann der Einbezug der dritten Dimension. Bei den Modellen wurden verschiedene Funktionsweisen eingesetzt. DORREN (2003) unterschied drei Arten von Modellen: empirisch basierte, Prozess basierte und GIS basierte Modelle. VOLKWEIN (2011) unterschied die Modelle zusätzlich noch nach der Art, wie die Steinform in die Modellrechnung einfließt.

7.1 Softwareentwicklung in der Schweiz

Die Entwicklung von numerischen Simulationsmodellen begann in der Schweiz im Jahre 1981 als Folge eines Schadenfalles im Kanton Tessin. Ein 10 m³ grosser Felsblock durchschlug eine Brücke der neu eröffneten Gotthardstrasse in der Zone Bedrina. Nur durch Zufall gab es keine Toten und weitere Schäden (BOZZOLO 1987). In der Folge erhielt das Laboratorio di Fisica Terrestre (ICTS) vom Bundesamt für Strassen den Auftrag, die Dynamik von Sturzblöcken in dieser Zone zu studieren. Bozzolo entwickelte ein zweidimensionales Programm (SASS – Scientific Advanced Stones Simulation), bei dem die Steine als Ellipsen in die Berechnungen einfließen. Die Bodenkontakte wurden mit einer Stosszahl und einem Reibungskoeffizienten charakterisiert. Da für diese Parameter noch auf keine eigenen Erfahrungen zurückgegriffen werden konnte, begnügte man sich mit Angaben aus der Literatur. Es zeigte sich aber bald, dass eigene Messungen im Feld oder Versuche notwendig waren, um die benötigten Parameter zu bestimmen (BOZZOLO und PAMINI 1982). In der Folge wurden an verschiedenen Orten in der Schweiz Versuche durchgeführt und daraus wichtige Erkenntnisse bezüglich der Rotation der Steine während der Kontaktphase erworben. Diese Erkenntnisse liessen sich aber nicht in das bestehende Modell einbauen, da es den Stein als Massenpunkt und nicht in seiner effektiven Form berücksichtigte. Daher wurde ein weiteres Modell (MASSI) entwickelt. Die Resultate von nachgerechneten Sturzbahnen zeigten, dass das neue Modell vor allem auf felsigem Untergrund eine gute Übereinstimmung lieferte, hingegen die Reichweiten der Steine überschätzte. Basierend auf diesen Erfahrungen kam BOZZOLO (1987) zum Schluss, dass die Abgrenzung von Gefahrenzonen eher mit dem Modell SASS durchzuführen seien.

Im Jahre 1985 ereignete sich in einem Erdrutschgebiet (Les Cretaux) in der Nähe von Riddes im Kanton Wallis ein Steinschlag, bei dem nahezu 50 Blöcke von 100 bis 100 000 kg (im Mittel etwa 10 000 kg) von 1400 m ü. M. bis ins Rhonetal (480 m ü. M.) stürzten. Einzelne Blöcke konnten auf ihrer Sturzbahn gefilmt werden. In den Aufnahmen ist sichtbar, dass verschiedene Blöcke nicht der Falllinie folgten, sondern ganz andere Bahnen einschlugen. Dank dieser Filmaufnahmen konnte die Eidgenössische Technische Hochschule Lausanne (EPFL) ein neues 3-D Simulationsmodell (EBOUL) für Blockschlag entwickeln und anhand der Daten von diesem Ereignis verifizieren (ZIMMERMANN 1989).

Am geographischen Institut der Universität Bern wurden unter der Leitung von Dr. H. Kienholz verschiedene Diplomarbeiten verfasst. Sie untersuchten, wie sich der

Einfluss des Waldes bei den Steinschlagsimulationen berücksichtigen lässt. Es sollte ein neues Modell entwickelt werden, das nicht nur die Bodenkontakte korrekt wiedergibt, sondern auch die Interaktion von Steinen mit Baumstämmen abbildet. An zwei Sturzbahnen (Riginordlehne und im Haaggen bei Brienz) wurden die Spuren und der Waldbestand detailliert protokolliert, um das Modell zu verifizieren. Es zeigte sich, dass das Modell im allgemeinen präzise Resultate lieferte, die mit zunehmender Blockgrösse jedoch ungenauer wurden (ZINGGELER *et al.* 1991).

In der Folge übernahm eine private Firma (Geotest AG) das oben genannte Modell. Bei jedem untersuchten Stein- oder Blockschlagereignis überprüfte sie die Parameter des Modells und verbesserte es weiter, bis es kommerziell genutzt werden konnte. Für Forschungsfragen bezüglich dem Einfluss des Waldes stellt sie es aber auch weiterhin Dritten zur Verfügung. So wurde beispielsweise in einer Studie herausgefunden, welche Zusammensetzung des Waldes effizient gegen Steinschlag schützt (PERRET 2004).

7.2 RAMMS::Rockfall

Die Software «RAMMS::Rockfall» ist ein Modul des Programmpakets «RAMMS» (Rapid Mass Movement Simulation) der Eidgenössischen Forschungsanstalt für Wald, Schnee und Landschaft WSL. Mit dieser Software lassen sich verschiedene gravitative Naturgefahren (Lawinen, Murgänge, Hangmuren und Steinschlag) simulieren. Auf einer benutzerfreundlichen grafischen Oberfläche werden diese vier Prozessarten auf dreidimensionalen Geländedaten modelliert und die Resultate in verschiedenen Grafiken statistisch dargestellt.

In RAMMS::Rockfall werden die Steine nicht als Massenpunkte abgebildet, sondern in ihrer reellen Form berücksichtigt. Dies ermöglicht zu überprüfen, wie die Steinform die Sturzbahn beeinflusst. Die Steinform selber wird als polyedrischen Körper modelliert, der mit der Bodenoberfläche in Kontakt kommt. Dieser Reibungskontakt und dessen Einbettung ins Modell wurden am Zentrum für Mechanik (Institut für Mechanische Systeme) der Eidgenössischen Technischen Hochschule Zürich (ETHZ) in enger Zusammenarbeit mit der WSL und dem WSL-Institut für Schnee und Lawinenforschung SLF entwickelt. Unter anderem wurde die Theorie der nicht glatten Dynamik verwendet, um die Gesetze des Kontaktes zu beschreiben (LEINE *et al.* 2013, SCHWEIZER 2015).

Inputparameter

Ein wichtiger Parameter für eine korrekte numerische Simulation ist ein aktuelles und genaues digitales Höhenmodell. Die räumliche Auflösung des Geländemodells beeinflusst das Resultat des gerechneten Prozesses wesentlich. Grundsätzlich müsste bei Steinschlag die Rastergrösse der zu berechnenden Masse angepasst werden. Da aber bei der Bemessung von Bauwerken wie auch bei der Einteilung der Gefahrenkarten die maximalen Werte interessieren, sind in der Regel maximale Massen mit entsprechenden Dimensionen massgebend. Bei Steinschlag werden Rastergrössen mit einer Auflösung von 2 m empfohlen. Feinere Rastergrössen lassen die Rechenzeiten deutlich ansteigen. Bei gröberen Rasterweiten gehen unter Umständen wertvolle Geländeinformationen verloren, was zu falschen Simulationsergebnissen führen kann.

Die Eigenschaften des Bodens resp. der Geländeoberfläche sind noch fast wichtiger als die Höheninformation. Das Modell benötigt für die Berechnung des Bodenkontaktes unter anderem Reibungsparameter, welche sich nicht direkt aus den physikalischen Bodeneigenschaften herleiten lassen. Daher wurden in zahlreichen Feldversuchen und durch Fallstudien die entsprechenden Parameter ermittelt. Damit diese beim Benutzen der Software nicht einzeln eingegeben werden müssen, stehen dem

Benutzer verschiedene Bodenklassen von «weich» (Moor, tiefgründiger Boden) über «mittel» bis «hart» (Felsoberfläche, Strassen usw.) zur Verfügung.

Die Waldwirkung wird vorerst mittels drei verschiedener Widerstandsklassen berücksichtigt, denen hauptsächlich die Basalfläche zugrunde liegt:

- offener Wald mit 20 m²/ha
- Wald mit mittlerer Basalfläche mit 35 m²/ha
- dichter Wald mit 50 m²/ha

Diese Waldklassen fliessen im Programm mit unterschiedlichen Widerstandskräften ein, welche auf den Steinschwerpunkt wirken. Infolge der Krafteinwirkung reduziert sich die Geschwindigkeit des Steines auf der Sturzbahn.

Zur Beschreibung des Steines steht eine Auswahl von typischen Formen zur Verfügung und die dazu passende Masse oder das Volumen kann individuell berechnet werden. In der virtuellen «Steinbibliothek» können die massgebenden Steine bis zur Verwendung gelagert werden. Es besteht auch die Möglichkeit, weitere Steinformen, zum Beispiel im Feld eingescannte Steine, zu importieren.

Die Startposition der Steine wird als Einzelpunkt mit Koordinaten, als Linie oder als Gebiet bestimmt. Dabei wird angegeben, wie viele Steine pro Simulation starten sollen. Optional können auch noch Geschwindigkeit, Rotation oder Orientierung der Steine beim Starten angegeben werden, sodass sich fast jede erdenkliche Ausgangssituation abbilden lässt.

Simulationen

Die in den Startbedingungen definierten Parameter zeigen an, wie viele Sturzbahnen mit den angegebenen Kombinationen simuliert werden sollen. Die Resultatgenauigkeit steigt aber nicht zwingend mit der Anzahl der Simulationen. Bei jeder Simulation kann jedoch ein Optimum gesucht und gefunden werden. Um eine schnelle Information zu den eingegebenen Parametern zu erhalten, genügen in der Regel etwa 200 Simulationen. Diese sind meist innert weniger Sekunden gerechnet und zeigen, ob die gewählten Parameterkombinationen sinnvolle Resultate ergeben.

Outputparameter

Je nach Umfang der gerechneten Sturzbahnen bietet RAMMS::Rockfall für die Visualisierung zwei verschiedene Möglichkeiten an. Bei vielen (>100) Sturzbahnen kann das Resultat im «Statistic Mode» beurteilt werden. Dabei werden nachfolgende Fragen beantwortet:

- Welche Zellen sind von wie vielen Trajektorien betroffen?
- Wie hoch sind die Geschwindigkeiten und Sprunghöhen in den betroffenen Zellen?
- Wie gross sind die Translations- und Rotationsenergien?
- Wie hoch ist die Wahrscheinlichkeit, dass ein Stein eine gegebene Zelle erreicht?

Zu den Resultaten werden nachfolgende statistische Werte angegeben und grafisch dargestellt:

- Mittelwert, Medianwert
- Quantilwerte von 90 bis 99 %
- Maximalwert

Sollen weniger als 100 Simulationen beurteilt werden, kann dies im «Trajectory-Mode» geschehen. Sämtliche Resultate zu Sprunghöhen, Geschwindigkeiten und kinetischen Energien der Steine können visualisiert werden. Es ist aber auch möglich, die Resultate in Tabellenform zu exportieren und mit weiteren Programmen auszuwerten oder zu verifizieren. Zusätzlich kann von einzelnen oder allen Flugbahnen auch ein Animationsfilm produziert werden.

7.3 Beispiele von Simulationsrechnungen

Die nachfolgenden zwei Beispiele zeigen Steinschlagereignisse mit eher grösseren Sturzblöcken von 30 bis 45 m³ und längeren Sturzbahnen von 750 bis 850 m. Solche Sturzbahnen können nicht auf der ganzen Länge ausgemessen werden, da die höher gelegenen Gebiete sehr steil (> 40°) und damit nicht mehr begehbar sind. Sprungweiten wurden vor allem in den flacheren Bereichen ausgemessen. Aber auch aus diesen Daten wurden wertvolle Erkenntnisse zu Geschwindigkeiten und dem Vergleich mit den Simulationsergebnissen gewonnen.

Felssturz Engi GL vom 16.12.1998

Der nachfolgende Text stammt aus den Glarner Nachrichten vom 18.12.1998: «*Was alle 50 bis 100 Jahren passiert, ereignete sich am Mittwoch gegen 13 Uhr in Engi: Angekündigt durch lautes Poltern, stürzte ein rund 30 Kubikmeter grosser und 70 Tonnen schwerer Felsblock in die Tiefe und kam beim Skilift knapp neben dem Skihäuschen zu liegen, wobei er infolge des wuchtigen Aufpralls noch einen zwei Meter tiefen Graben aufriß (Abb. 7-1). Der Schaden blieb indessen wie durch ein Wunder äusserst gering. Lediglich ein Telefonkabel wurde zerrissen und das Seil des Skiliftes ausgehängt. Von Glück kann man aber auch sprechen, dass der Skilift (an diesem Mittwochnachmittag) nicht in Betrieb war. Ursache für das Loslösen des Steines ist nach übereinstimmender Meinungen die derzeitige Witterung mit wechselnden Warm- und Kaltphasen.*»



Abb. 7-1: Abgelagerter Block neben Skihäuschen und eindrückliche Spur in flacher Wiese (Allmeind, Engi GL).

Die Ausbruchsstelle liegt im Gebiet oberhalb der Engichöpf auf rund 1230 m ü.M. in einer fast 80 m hohen Felswand (729370/204540). Unterhalb der Felswand folgte der Felsbrocken der Rossweidrus und durchschlug im unteren Teil alle Bäume, die in seiner Flugbahn standen. Bei einer Höhe von 1000 m ü.M. übersprang er eine kleine Felswand und schlug in der Runse auf. Dieser Aufschlag löste sehr viel sekundären Steinschlag aus, der Block selber blieb jedoch intakt. Ab diesem Punkt (bei 920 m ü.M.) wurden die Spuren des Blockes vermessen. Aus den Sprungweiten von 15 bis 20 m und Sprunghöhen von 2,5 bis 3 m konnten Geschwindigkeiten von 11 bis 17 m/s berechnet werden. Ausserhalb des Waldes rollte der Block aus und lagerte sich nach einer kurzen Strecke bei 795 m ü.M. in der Wiese ab (Abb. 7-2).

Einzelne Steine sprangen von der Ausbruchsstelle leicht Richtung Osten und folgten der Wasserrus. Diese Steine von 1 bis 2 m³ Volumen lagerten sich noch innerhalb des Waldes bei etwa 785 m ü.M. ab.

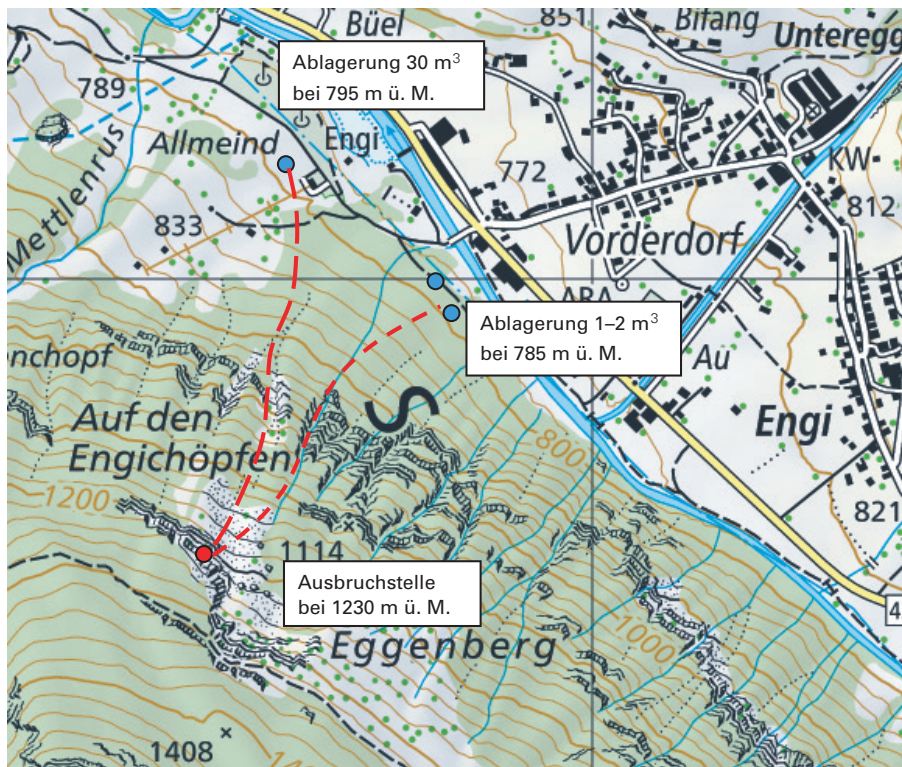


Abb. 7-2: Ausschnitt aus der Landeskarte 1:25 000 (vergrössert), auf der die Ausbruchsstelle, die Sturzbahnen und die Ablagerungsorte der Felsbrocken dargestellt sind. Reproduziert mit Bewilligung von swisstopo (JA100118).

Die Simulationen mit dem grossen Block zeigten maximale Geschwindigkeiten von etwa 50 m/s beim Sprung über die untere Felswand bei 1000 m ü.M. Die maximalen Geschwindigkeiten der westlichen Trajektorien bei Kote 850 m ü.M. lagen bei 15 bis 25 m/s (Abb. 7-3).

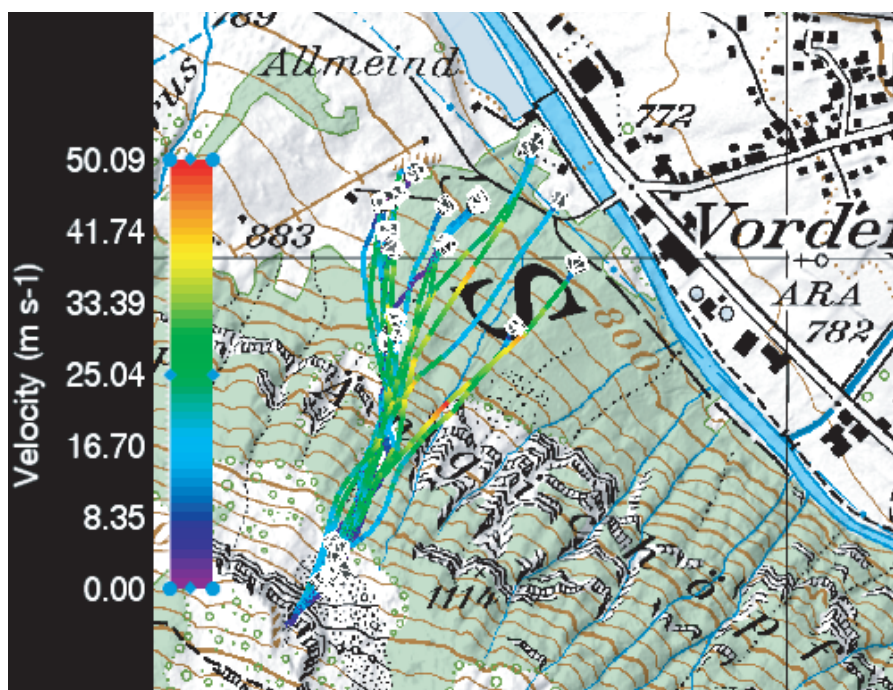


Abb. 7-3: Simulierte Trajektorien von 30 Blöcken à 30 m³. Reproduziert mit Bewilligung von swisstopo (JA100118).

Die Blöcke weisen in der Simulation eine leicht geringere Reichweite auf als der Block des dokumentierten Ereignis. Seit damals schützt ein Damm aus Erdmaterial das Skiliftthaus. Dieser ist im Höhenmodell abgebildet, das der Simulation zugrunde lag. Vereinzelt hält dieser Damm die Blöcke in der Simulation zurück. Die aus den Spuren bei Kote 830 m ü.M. gerechneten Geschwindigkeiten von 14 bis 17 m/s werden in der Simulation mit 15 bis 25 m/s übertroffen. Relativ viele Blöcke lagern sich in der Simulation oberhalb 1100 m ü.M. ab, andere wiederum im Wald. Vereinzelt werden sie auch nach Osten abgelenkt und folgen den Spuren der kleineren Blöcke (1–2 m³).

Zusammengefasst zeigen die Resultate der Simulation eine gute Übereinstimmung mit der Reichweite, jedoch nicht mit den Sprungweiten und Geschwindigkeiten. Die erwähnte maximale Geschwindigkeit von 25 m/s wird bei einer Neigung von 22° mit Sprungweiten von etwa 40 m erreicht; gemessen wurden allerdings nur solche von 15 bis 20 m.

Felssturz im Murgtal (Fuchslau) bei Murg SG vom April 2005

Der nachfolgende Text ist aus der Zeitung «Die Südostschweiz» vom 17.10.2005 entnommen: «Passiert ist es im April, irgendwann zwischen einem Freitagmittag und Samstagmorgen. Oberhalb der Fuchslau im Murgtal brachen etwa 1000 m³ des Felsens ab und donnerten zu Tal. Unter anderem bahnte sich ein Steinkoloss von geschätzten 125 Tonnen seinen Weg talwärts und beschädigte dabei Wald und einen Teil der Murgtalstrasse. Erst auf einer Wiese neben der Strasse kam der Block zum Stillstand (Abb. 7-4). In der Folge musste der Verbindungsweg ins Murgtal aus Sicherheitsgründen und zur Behebung der Schäden für einen Monat gesperrt werden.»

Die Ausbruchsstelle liegt in der fast senkrecht stehenden Felswand oberhalb der Fuchslau auf einer Höhe von 1480 m ü.M. (733015/216020). Das Grundgestein wird

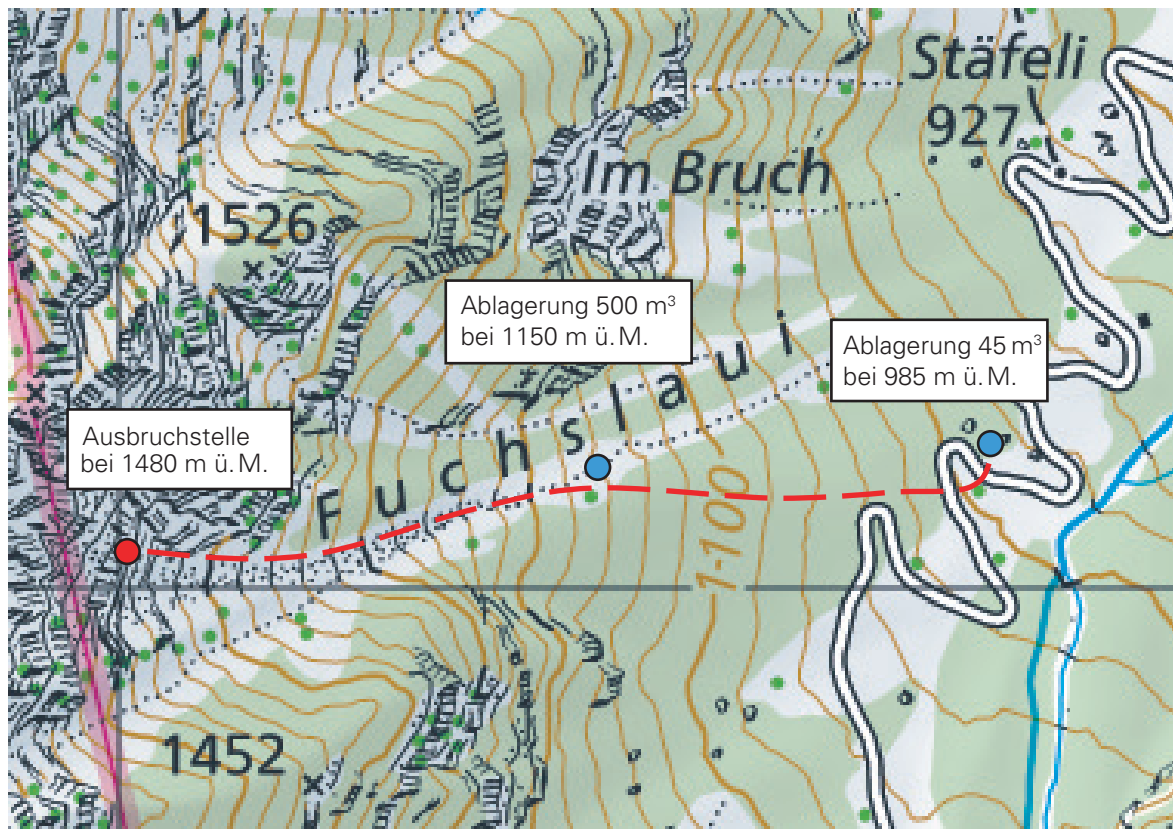


Abb. 7-4: Ausschnitt aus der Landeskarte 1:25000 (vergrössert). Reproduziert mit Bewilligung von swisstopo (JA100118).



Abb. 7-5: Abgelagerter Block (45 m³) neben der Strasse. Blick von oben und von der Seite (Murgtal, Quarten SG).

der im Murgtal sehr mächtigen blut- bis violettroten Verrucanoserie zugeordnet (Murgtal-Sernifite). Diese Gesteine erscheinen meist sehr massig, doch treten dazwischen auch Tonschieferlagen von wenigen Zentimetern auf. Infolge dieser Situation trennen sich die Schichten relativ leicht und entsprechend mächtige Blöcke können sich lösen.

Der grösste ausgebrochene Block hatte ein Volumen von über 500 m³ und war quaderförmig. Dieser Grossblock blieb in der Fuchslau bei einer Höhe von 1150 m ü. M. stehen. Er wurde nicht nachsimuliert.

Die Sprungbahn des untersuchten und später nachsimulierten Blockes (45 m³) folgte anfänglich auch der Fuchslau. Auf einer Höhe von 1180 m ü. M. traf er auf einen im Boden eingelassenen, anderen Block. Durch den Aufprall wurde der Sturzblock abgelenkt und bahnte sich einen Weg durch den Fichtenwald Richtung Alpstrasse. Weiter unten, auf 1000 m ü. M., übersprang er die Strasse ein erstes Mal und blieb bei 985 m ü. M. in der Wiese stehen (Abb. 7-5). In diesem Abschnitt wurden die Spuren vermessen. Bei Neigungen von 30 bis 35° traten Sprungweiten von 50 bis 60 m und Sprunghöhen von 7 bis 10 m auf. Im etwas flacheren Gelände von 20 bis 25° reduzierten sich die Sprungweiten auf 30 bis 40 m (die Sprunghöhen erreichten geschätzte 4 bis 6 m). Daraus konnten Startgeschwindigkeiten von 16 bis 18 m/s errechnet werden. Die Endgeschwindigkeiten betrugen im steileren Teil 28 bis 32 m/s und im flacheren Teil 21 bis 25 m/s. In den letzten etwa 50 m rollte der Block nur noch, jedoch nicht in einer geraden Linie oder in einem Bogen, sondern in einer «Zick-zack-Linie». Der Block fiel von der einen Seite auf die andere, bevor er in der Wiese stehen blieb.

Für die Simulationen mit RAMMS wurde die Form des Blockes möglichst naturgetreu nachgebildet. Dieser ist im Grundriss (x/y) eher rechteckförmig, im Aufriss (x/z) eher dreieckförmig und in der Ansicht (y/z) wiederum rechteckförmig (Abb. 7-6).

Wann genau und an welchem Ort auf der Sturzbahn die schlussendliche Form entstand, konnte nicht eindeutig festgestellt werden (wahrscheinlich beim Aufprall auf einen anstehenden Felsen bei Kote 1200). Für die Simulationen wurden darum zwei verschiedene Formen verwendet und dabei die Unterschiede bei den Resultaten betrachtet.

Die erste, dem abgelagerten Block ähnlichere Form (45m³_Murg F) liefert insgesamt eine zu geringe Reichweite. Viele Blöcke bleiben schon oberhalb der Kote 1100 in der Fuchslau stehen (Abb. 7-7). Die mit diesem Block simulierten Geschwindigkeiten von 18 bis 33 m/s stimmen mit denjenigen aus den Sprungweiten berechneten von 16 bis 32 m/s überein.

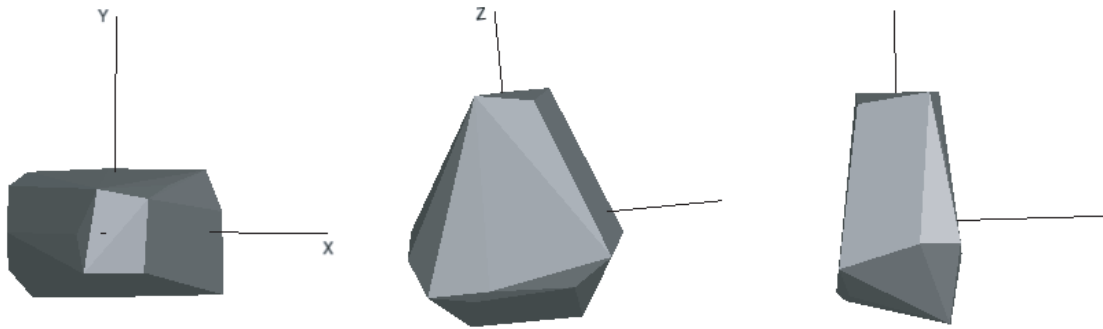


Abb. 7-6: Simulierter Block 45 m³_Murg F mit Abmessungen von x/y/z = 5/3/5,5 m.

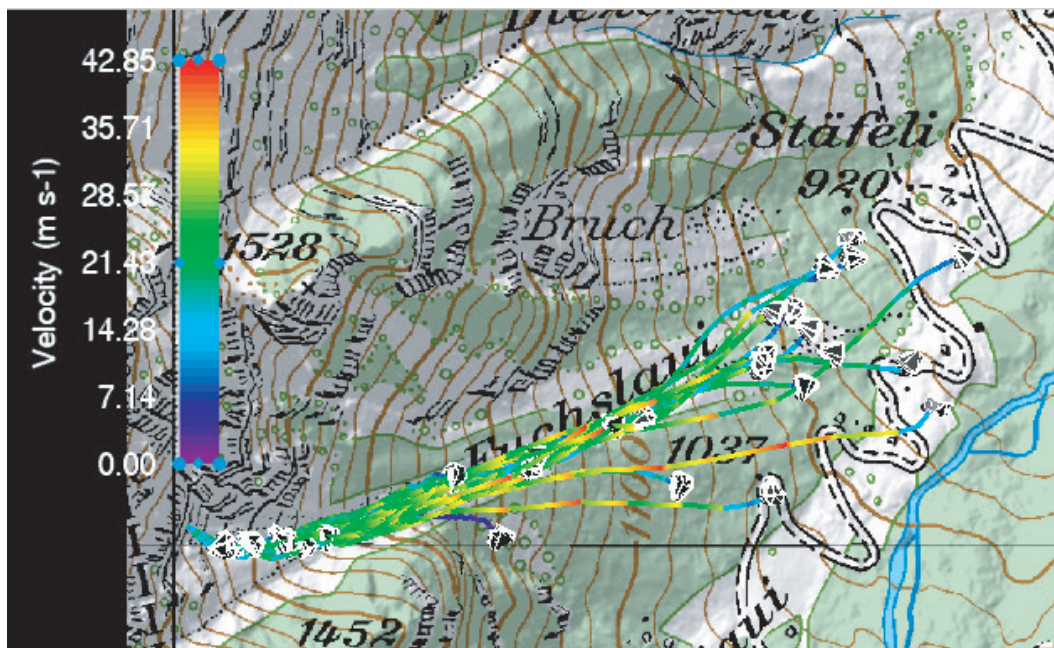


Abb. 7-7: Trajektorien von 30 Blöcken (45 m³_Murg F). Reproduziert mit Bewilligung von swisstopo (JA100118).

Bei der zweiten Simulation wurde ein ebenfalls 45 m³ grosser Block verwendet, allerdings mit einer eher kompakteren Form (Abb. 7-8). Die Simulationen zeigen, dass die Reichweiten grösser ausfallen als bei der vorangegangenen Simulation. Auch bleiben keine Blöcke mehr in der Fuchslau oberhalb der Kote 1100 liegen; alle haben eine grössere Reichweite. Dabei ist die maximale Geschwindigkeit (32 m/s) jedoch kleiner als bei der Simulation mit dem ersten Block (Abb. 7-9).

Die beiden Simulationen zeigen, dass die Blockform den Verlauf der Sturzbahnen und die Geschwindigkeiten nicht unwesentlich beeinflusst. Die Simulationen mit einem ähnlichen Block wie der abgelagerte weisen eher zu geringe Reichweiten aus – diejenige mit dem kompakteren Block eher zu hohe. Allgemein sind die (maximalen) Geschwindigkeiten beim kompakteren Block etwas tiefer.

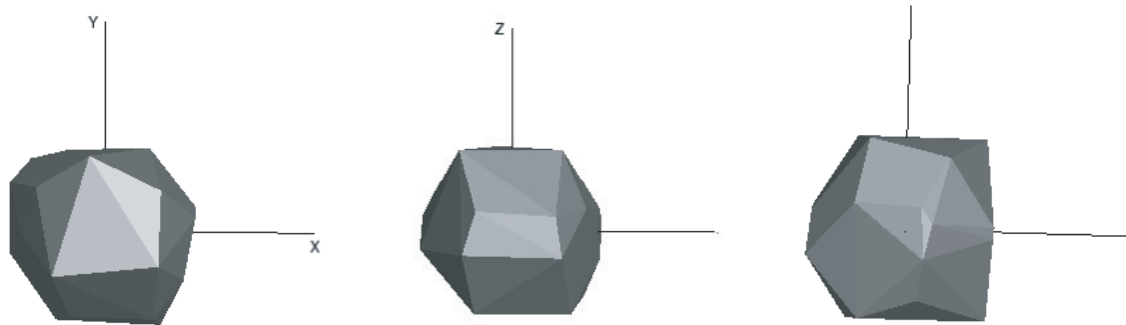


Abb. 7-8: Simulierter Block 45 m³ mit einer kompakteren Form.

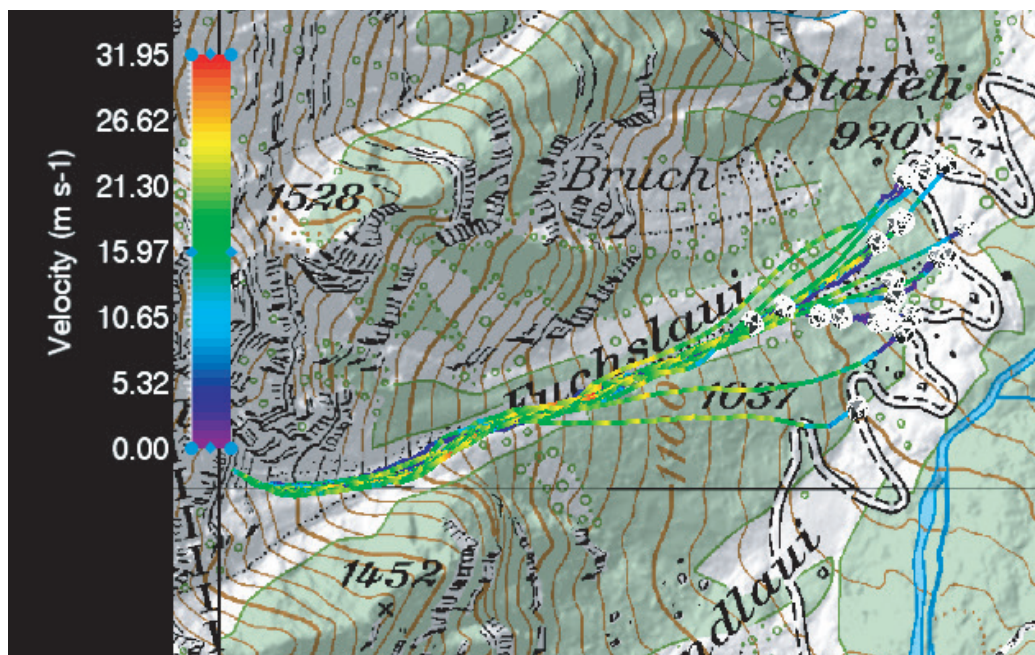


Abb. 7-9: Trajektorien von 30 Blöcken mit kompakterer Form. Reproduziert mit Bewilligung von swisstopo (JA100118).

8 Weitere Experimente und Analysen

Die in den vorangehenden Kapiteln vorgestellten Erkenntnisse resultieren aus Versuchen des Autors, die er selber geplant, durchgeführt und ausgewertet hat. An der WSL (und am SLF) fanden jedoch noch andere Forschungsarbeiten statt, welche nicht nur das Thema Steinschlag und Wald behandelten, sondern die Baumstabilität allgemein. Dabei ging es vor allem um die Eigenschaften des Holzes am noch stehenden Baum. Die entsprechenden Grundlagen wurden verwendet, um das Verhalten eines Baumstammes bei Steinschlag zu beschreiben und zu modellieren.

Im Zusammenhang mit dem Thema Steinschlag interessierte vor allem auch die Frage, wie viel Energie ein Baumstamm oder ein ganzer Wald absorbieren kann. Dabei ging es nicht nur um den gesunden und vitalen Wald, sondern auch um die Frage der Wirksamkeit von abgestorbenen Bäumen (Borkenkäferbefall) gegen Lawinen und Steinschlag. Vor allem in Gebirgswäldern sind entsprechende Resultate von hohem Nutzen, um nötigenfalls andere Schutzmassnahmen einzuleiten.

In den letzten Jahren lag der Schwerpunkt auch in der Entwicklung von neuen Sensoren, die die Beschleunigung und Rotation von Steinen bei künstlich ausgelösten Versuchen messen. Solche Daten sind unter anderem auch wertvoll, um «RAMMS::Rockfall» zu kalibrieren und verbessern. Es wurden jedoch auch Feldversuche mit manuell ausgelösten Steinen gemacht, um verschiedene Messmethoden untereinander zu vergleichen und zu untersuchen, wie stark die Reichweite von Steinen streut.

Die Resultate dieser Forschungsarbeiten sind in verschiedenen Publikationen und Dissertationen veröffentlicht. Nachfolgend werden daraus ausgewählte Ergebnisse zusammengefasst.

8.1 Untersuchungen an stehenden Bäumen

Wird ein Baum durch Wind- oder Steinschlag beeinträchtigt, hängt seine Verformung ab von der Belastung selber und vom Elastizitätsmodul des feuchten Holzes. Das Elastizitätsmodul ist jedoch kein konstanter Wert, sondern verändert sich mit zunehmender Belastung. Wie hoch die einzelnen Werte sind und wie sie sich verändern, wurde mit zahlreichen statischen und dynamischen Versuchen im Feld untersucht. Dabei sind nicht nur die Eigenschaften des Holzes, sondern auch das Zusammenspiel von Stamm und Wurzeln sowie die entsprechenden Festigkeiten und Verformungen zwischen Wurzeln und Boden von Bedeutung. Die wichtigsten Resultate aus den Feldversuchen und Modellierungen wurden von LUNDSTRÖM (2007a, b und c) veröffentlicht. Als Beispiel aus seinen vielen Arbeiten sind hier die statischen Biegeversuche mit Baumstämmen erwähnt, welche an der ETH Zürich durchgeführt wurden (Abb. 8-1). Die Resultate von frischen Baumstämmen zeigten maximale Werte der Biegespannung etwa 35 N/mm^2 . Bei kleineren Probequerschnitten erhöhte sich dieser Wert auf 45 N/mm^2 und bei fehlerfreien Kleinproben sogar auf 55 N/mm^2 .

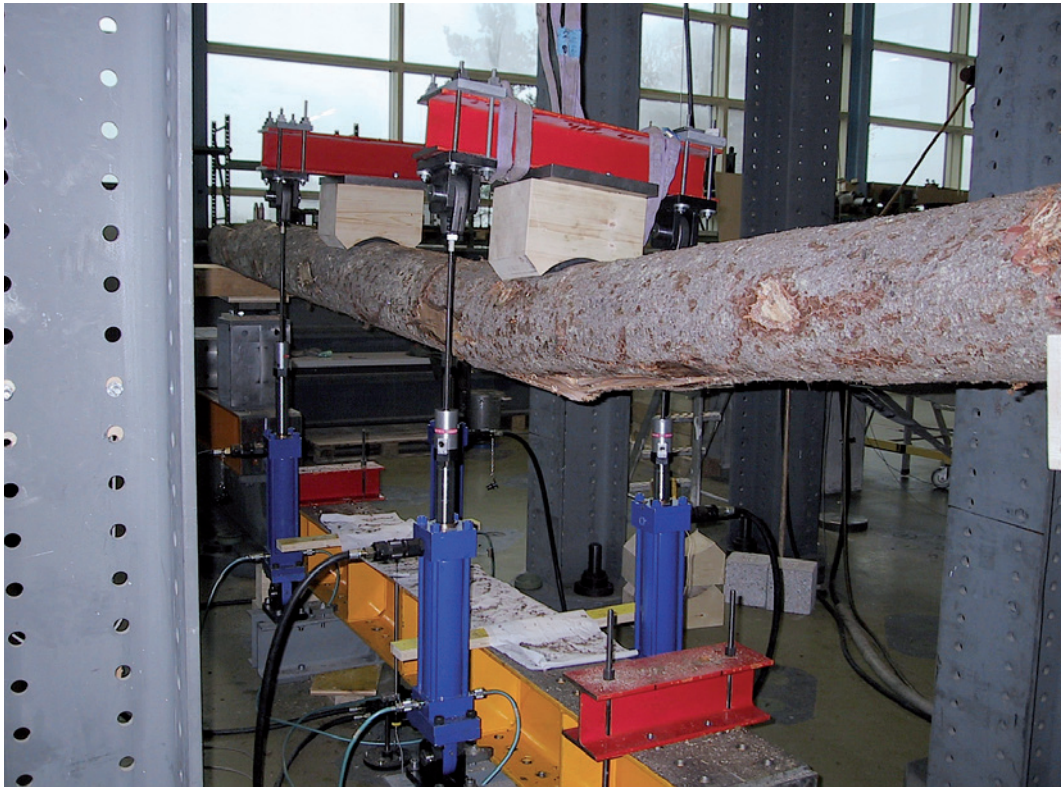


Abb. 8-1: Biegeversuch an einem Baumstamm aus Tannenholz im Baulabor der ETH Zürich.

8.2 Energieaufnahmevermögen von Baumstämmen

Verschiedene Faktoren beeinflussen, wie viel Energie Baumstämmen aufnehmen vermögen. Lundström und sein Team führte deshalb Versuche unter möglichst naturnahen Bedingungen durch. Ein Schlitten raste auf schiefen Drahtseilen in verschiedenen dicke Fichten (*Picea abies* (L.) Karst). Dabei wurden der Abbremsvorgang des Schlittens sowie die Reaktion des Baumes gefilmt. Ausserdem zeichneten die im Schlitten montierten Sensoren die Verzögerungen auf und dokumentierten den Abbremsvorgang detailliert. Aus den Daten wurde anschliessend ein Modell auf Basis der Finiten Element Methode entwickelt. Es zeigte sich, dass trotz der vielen Parameter die simulierten Daten gut mit den Feldresultaten übereinstimmten. Beispielsweise wurde für eine Fichte mit einem Brusthöhendurchmesser von 40 cm ein Energieaufnahmevermögen von 170 kJ gemessen und ein solches von 190 kJ simuliert (JONSSON 2007). Bis zu diesem Ergebnis mussten jedoch viele Versuche durchgeführt, Parameter bestimmt und Simulationen gemacht werden. Eine detaillierte Beschreibung der Methoden ist ebenfalls in dieser Arbeit zu finden.

Die Wirkung abgestorbener Baumstämmen ist allerdings nicht mehr gleich hoch wie jene von lebenden und abhängig vom Zersetzungsgrad des Holzes. Dieser wiederum wird beeinflusst durch die Witterung und die Art des Fäulniseregers. Im Gebiet Gandberg bei Schwanden GL wurden statische und dynamische Versuche an Bäumen durchgeführt, die vor 10 Jahren abgestorben waren (AMMANN 2006). In separaten Versuchen wurde die Bruchschlagarbeit ermittelt und es zeigte sich, dass sie im Mittel bei 55 % der Werte von frischem Holz lag. In Stämmen mit Fäulniseregeren betrug sie sogar nur noch 11 % des ursprünglichen Wertes (AMMANN 2006).

8.3 Schutzwirkung des Waldes

Ein einzelner Baum entfaltet seine maximale Wirkung nur bei einem «Volltreffer». Dies ist in der Natur viel seltener als bei jedem Baumkontakt der Fall. Daher wurden mit dem Modell von JONSSON (2007) auch exzentrische Treffer simuliert und die entsprechenden Energien berechnet. Zudem wurden bei den Berechnungen auch verschieden grosse Steine eingesetzt, damit sich die Waldwirkung bezüglich Steinschlag in einem erweiterten Rahmen ermitteln liess. Es zeigte sich, dass Wälder bezüglich der Schutzwirkung gegen Steinschlag optimiert werden können. KALBERER (2006) gibt detailliert Auskunft, wie mit waldbaulichen Massnahmen die Baumzahl und der Durchmesser optimal aufeinander abgestimmt werden können. Mithilfe eines Waldwachstums-Simulators (PRETZSCH 2001) bestimmte er die erforderlichen Zieldurchmesser für einen nachhaltigen Schutz vor Steinschlag. Die von FREHNER *et al.* (2005) festgelegten Kriterien bezüglich der Steingrössen dienten dabei als Grundlage.

8.4 Weiterentwicklung der Sensoren

Der vom Autor in Kapitel 4.6 vorgestellte Sensor für die Erfassung der Beschleunigungen und Rotationen war der erste seiner Art. Es zeigte sich, dass er qualitativ hochwertige Daten liefert und daher auch zukünftig eingesetzt werden kann. In Feldversuchen im Gebirge wurde aber festgestellt, dass der Sensor bezüglich Messkapazität an seine Grenzen stösst. GLOVER (2015) verwendete den Sensor bei Laborversuchen mit künstlichen Steinen und zeigte, wie die Form des Steins seine Bewegung und Ablagerung beeinflusst. Er konnte ausserdem nachweisen, dass das Verhältnis von Aufprall- zu Rückprallgeschwindigkeit auch Werte über eins einnahm und die probabilistischen Modelle zur Simulation von Steinschlag nicht alle Möglichkeiten abdeckten.

Von anderen Instituten wurde ein neuer Sensor entwickelt, der zusätzlich noch ein WiFi-Signal sendet. Dadurch war es möglich, die Position des Steines während der Bewegungsphase zu registrieren. Mithilfe zusätzlicher Videoaufnahmen wurde die Qualität des Messsystems überprüft. VOLKWEIN (2014) beschrieb diese Methode im Detail und veröffentlichte auch Resultate der ersten Versuche.

Schliesslich wurde ein weiterer Sensor entwickelt, der auch bei hoher Abtastrate (1000 Hz) wenig Strom verbraucht und sehr lange eingesetzt werden kann. NIKLAUS (2017) spricht von einer theoretischen Betriebsdauer von 56 Stunden. Diese konnte in Feldtests bestätigt werden.

8.5 Feldversuche mit neuen Sensoren

Um die aus den Laborversuchen gewonnenen Erfahrungen mit den neuen Sensoren zu überprüfen, waren Feldversuche mit einem flachen und breiten Auslaufbereich nötig. Zur Beschleunigung der Steine brauchte es ausserdem eine steile Böschung mit Zufahrt im oberen Bereich, wo die Steine in Bewegung gesetzt werden konnten. In der Nähe von Tschamut GR liess sich ein Ort finden, der all diese Bedingungen erfüllte. Über 111 Steine mit einem Gewicht von 19 bis 79 kg wurden dort in Bewegung gesetzt. Während der Absturz- und Ausrollphase wurden mit den in VOLKWEIN (2014) beschriebenen Sensoren viele Daten gesammelt und ausgewertet. Es zeigte sich, dass die Form der Steine die Reichweite wesentlich beeinflusst. Eine ausführliche Beschreibung der Versuche mit den Resultaten ist in VOLKWEIN *et al.* (2018) veröffentlicht.

Der von NIKLAUS (2017) entwickelte Sensor wurde ebenfalls in verschiedenen Feldversuchen getestet. Die Resultate zeigen, dass dieser Sensor Verzögerungen bis zum 400-fachen Wert der Erdbeschleunigung zuverlässig messen kann. Auch bei der Rotation sind nun Messungen bis zu 4000 °/s (70 rad/s) möglich. Erste Ergebnisse dieser Feldversuche sind in CAVIEZEL (2018) veröffentlicht.

9 Wichtigste Erkenntnisse

In den nachfolgenden Abschnitten sind die wichtigsten Erkenntnisse der einzelnen Kapitel zusammengefasst und beurteilt. Der Steinschlag weist im Vergleich mit den anderen Sturzereignissen (Felssturz und Bergsturz) einen verschwindend kleinen Anteil von weniger als 1 % des gesamthaft abgestürzten Volumens auf. Dennoch wurden in den Jahren 2002 bis 2016 insgesamt 43 Personen durch Steinschlag verletzt oder getötet. Aus den Steinschlagspuren an Bäumen und am Boden lassen sich unter bestimmten Umständen die Geschwindigkeiten der Steine auf ihrer Flugbahn berechnen. Diese Resultate streuen weit weniger als diejenigen aus Computersimulationen. Die Fallversuche haben gezeigt, dass mit der Einschlaggeschwindigkeit und der entsprechenden Einschlagtiefe (Bremsweg) die maximale Verzögerung berechnet werden kann. Somit lässt sich bei bekannter Masse auch die maximale Bremskraft berechnen.

Bei der in den Jahren 2001 bis 2016 durchgeführten Typenprüfung von Schutznetzen gegen Steinschlag haben 28 Produkte alle Anforderungen erfüllt und dementprechende Zertifikate erhalten, welche unter nachfolgendem Link veröffentlicht sind: www.bafu.admin.ch/typenpruefung.

9.1 Schäden durch Sturzereignisse von 2002 bis 2016

Seit 1972 erfasst die WSL Schäden, die durch Unwetter entstehen, und wertet sie aus. Im langjährigen Durchschnitt sind 89 % dieser Schäden auf Hochwasser und Überschwemmungen zurückzuführen. Darauf folgen Schäden durch Rutschungen (7 %) sowie Murgänge und Hangmuren (4 %). Seit 2002 werden in der Datenbank auch Sturzereignisse (Bergsturz, Felssturz, Steinschlag) erfasst. Dabei wurden in den ersten 15 Jahren aus 413 Meldungen Schäden in der Höhe von gesamthaft 55,5 Mio. CHF registriert. Viele Ereignisse (59 %) fanden in den Kantonen Graubünden, Wallis, Bern und Tessin statt. Die grössten Schäden vermeldeten die Kantone Uri (20,3 Mio. CHF) und Graubünden (11,4 Mio. CHF). In den Kantonen Wallis und Bern waren die Schäden mit je 5 Mio. CHF deutlich geringer.

Volumina

Bei den genannten Ereignissen stürzte ein Volumen von insgesamt rund 5,9 Mio. m³ aus den Felswänden ab. Zu dieser Menge trugen hauptsächlich der Bergsturz in Bondo GR im Jahr 2011 und die Felsstürze im Val d'Illyer VS und in der Nähe von Champéry VS im Jahr 2006 bei. Beim Bergsturz von Bondo brach ein Volumen von 1,5 Mio m³ aus und bei den Felsstürzen je ungefähr 1 Mio. m³. Werden die Kubaturen aller Felsstürze zusammengefasst, so beläuft sich die Summe auf 4,4 Mio. m³. Die Volumina der 271 erfassten Steinschläge beläuft sich auf 3370 m³, was weniger als 1 % des gesamten Volumens ist.

Verunfallte Personen

Insgesamt wurden 43 Personenunfällen registriert und dabei sind 27 Personen verletzt und 16 getötet worden. Über die Hälfte der Unfälle (25) ereigneten sich auf Verkehrswegen. 14 verunfallten auf Hauptstrassen, auf Wanderwegen deren sechs. Drei Personen waren auf Gemeindestrassen betroffen und zwei Personen starben auf der Autobahn infolge Steinschlag. An Fluss- und Bachufern wurden neun Personen von abstürzenden Massen getroffen oder von einer Flutwelle infolge des Steinschlags erfasst. Bei Sicherungsarbeiten auf Baustellen oder bei Forstarbeiten wurden sieben Personen verletzt oder getötet. Zwei Personen wurden in ihren Gebäuden durch Stein- oder Blockschlag überrascht.

9.2 Steinschlagspuren

Die Auswertung von Steinschlag aus Felddaten ist nicht so kompliziert, wie es auf den ersten Augenblick erscheint. Grundsätzlich können zwei Prozesse analysiert werden: Ein beschleunigender Prozess während der Flugphase und ein verzögernder Prozess während des Bodenkontaktes. Für beide Analysen müssen Felddaten vorliegen, damit bei der Flugphase die Geschwindigkeiten und beim Bodenkontakt die wirkenden Verzögerungen berechnet werden können. Die Verzögerungen können nicht so genau abgeschätzt werden, da keine zeitlichen Angaben verfügbar sind. Die Flugphase hingegen wird – abgesehen vom Luftwiderstand – nur durch die Erdbeschleunigung beeinflusst, was sie leichter ermitteln lässt.

Flugparabel

Massgebend für die Berechnung der Geschwindigkeit ist in erster Linie die schiefe Sprungweite. Liegen die beiden Aufschlagpunkte der Flugparabel in einer Neigung zwischen 25 bis 35°, kann in einer ersten Berechnung davon ausgegangen werden, dass der Stein horizontal startet. Damit entfällt die vertikale Startgeschwindigkeit respektive sie hat den Wert Null, und die vertikale Endgeschwindigkeit berechnet sich mit der Formel des freien Falles. Die vertikale Sprungweite (Differenz zwischen dem oberen und unteren Aufschlagpunkt) kann als freie Fallhöhe in die Formel eingesetzt werden. Die so berechnete Geschwindigkeit wird durch die Erdbeschleunigung ($g = 9,81 \text{ m/s}^2$) dividiert und es ergibt sich für diese Flugparabel die Sprungzeit. In dieser Zeit muss auch die horizontale Distanz übersprungen werden, daher lässt sich so die horizontale Geschwindigkeit berechnen. Somit sind sowohl die Startgeschwindigkeit wie auch die vertikale Endgeschwindigkeit bekannt. Die effektive Endgeschwindigkeit berechnet sich aus der horizontalen und vertikalen Geschwindigkeitskomponente.

In flacherem Gelände als 25° starten die Steine nicht mehr horizontal, sondern meist nach oben gerichtet. Bei einer Hangneigung von mehr als 35° starten die Steine jedoch nach unten. In diesen beiden Fällen werden Flugparabeln mit unterschiedlichen Sprunghöhen angenommen, zum Beispiel mit einem Sprunghöhen zu Sprungweitenverhältnis von $f/s = 1/8$. Mit den Parametern Sprungweite, Neigung zwischen den Aufschlagpunkten und der angenommenen Sprunghöhe lassen sich die Start- und Endgeschwindigkeiten nach den Formeln (3-16 und 3-18) berechnen. Diese Berechnungen lassen sich auch mit höheren ($f/s = 1/7$, $f/s = 1/6$) oder flacheren Sprüngen ($f/s = 1/10$, $f/s = 1/12$) machen. Dabei zeigen die Ergebnisse, in welchem Bereich die Geschwindigkeiten variieren, und dass die Endgeschwindigkeiten weniger stark von einem Mittelwert abweichen als die Startgeschwindigkeiten.

Als Beispiel sollen die Geschwindigkeiten abgeschätzt werden für einen Sprung mit einer schiefen Weite von 30 m in relativ flachem Gelände von 20°. Bei einem Sprungweiten zu Sprunghöhenverhältnis von $f/s = 1/8$ wird die Sprunghöhe 3,75 m hoch und aus dem Diagramm ($f/s = 1/8$) im Anhang A liest sich eine Startgeschwindigkeit von 16,5 m/s und eine Endgeschwindigkeit von 21,5 m/s heraus. Bei einem höheren Sprung von 5 m (mit einem Verhältnis von $f/s = 1/6$) betragen die Geschwindigkeiten 15 m/s und 20,5 m/s. Bei einem flacheren Sprung mit nur 3 m Sprunghöhe ($f/s = 1/10$) erhöhen sich die Geschwindigkeiten auf 18 m/s und 23 m/s (Anhang B). Dieser Sprung von 30 m Länge weist also eine Startgeschwindigkeit von 15 bis 18 m/s und eine Endgeschwindigkeit von 20 bis 23 m/s auf. Diese Werte treffen für alle Flughöhen von 3 bis 6 m zu; die niedrigen Werte treten bei den hohen Sprüngen auf und die hohen Geschwindigkeiten bei den flachen Sprüngen.

Aufschlagspuren am Boden

Bei der Vermessung von Aufschlagspuren am Boden werden Länge, Breite, Tiefe und Neigung protokolliert. Aus diesen Daten lässt sich jedoch nicht direkt schliessen, welche Verzögerungen auf den Stein wirkten. Zusätzlich müssen Angaben über die Geschwindigkeiten vor und nach dem Bodenkontakt vorliegen, sowohl in vertikaler wie auch in horizontaler Richtung. Aber auch dann fehlen noch die zeitlichen Aspekte. Die Kontaktzeit lässt sich über die horizontale Länge der Bodenspur und die mittlere horizontale Geschwindigkeit abschätzen, indem die Länge durch die Geschwindigkeit dividiert wird. Diese Zeitangabe ist für ein Abbremsmodell mit konstant wirkender Verzögerung zulässig. Sie stimmt jedoch auch für die Abbremsmodelle mit linear ansteigender und abfallender Verzögerung mit einem Maximalwert in der Hälfte der Bremszeit überein (Abb. 3-9 gestrichelte Linie). Mit diesen Überlegungen lässt sich die Verzögerung abschätzen, indem die konstante Verzögerung mit dem Faktor 2 multipliziert wird. Dieser Maximalwert der Verzögerung stellt jedoch nur eine erste Grössenordnung dar und ist mit einer Unsicherheit behaftet.

In vertikaler Richtung ist die Berechnung der Verzögerung noch unsicherer. Grundsätzlich könnte sich die vertikale Bewegung bezüglich der Zeit von der horizontalen unterscheiden. Zudem beeinflusst die Blockform die vertikale Bewegung des Steinschwerpunktes. Während des Kontaktes rollt der Stein noch am Boden und die Lage des Schwerpunktes folgt dem Abstand zu derjenigen Oberfläche des Steines, die in Bodenkontakt ist. Bei dieser Rotation beeinflusst vielmehr die Form des Steines die Lage des Schwerpunktes als die wirkenden Kräfte aus dem Untergrund. Auch unterscheiden sich die nach dem Aufprall sichtbaren Kontaktsuren von den dynamischen Spuren, welche während des Kontakts auftreten. Diese sind höchstwahrscheinlich etwas grösser. Da während der Kontaktzeit nicht genau genug bekannt ist, wie der Schwerpunkt des Steins liegt, lässt sich zur Berechnung der vertikalen Verzögerungen keine allgemein gültige Methode angeben.

9.3 Falltests

Die Auswertung von Versuchen mit Wurfkörpern im freien Fall ergab, dass Abbremsvorgänge zwei wichtige Zeitinformationen liefern. Das Abbremsen eines Körpers auf die Geschwindigkeit Null geschieht in der Bremszeit. Während der Bremszeit hat der Körper den Bremsweg zurückgelegt. Anschliessend wird er wieder zurück geworfen, bis die Kraft den Wert Null erreicht. Die Summe aus Bremszeit und Beschleunigungszeit wird als Kontaktzeit bezeichnet. Der Körper ist am Ende der Kontaktzeit an einem anderen Ort und weist eine Geschwindigkeit in die Gegenrichtung auf.

Es hat sich auch gezeigt, dass jeder Abbremsvorgang mit zwei charakteristischen Werten beschrieben werden kann: Einerseits mit dem Verzögerungsfaktor, der aussagt wie hoch die maximal wirkende Verzögerung bezüglich einer konstanten Verzögerung ist, andererseits mit der Eindringtiefe (oder dem Bremsweg) im Verhältnis zur zurückgelegten Strecke ohne Einwirkung einer Kraft. Dieser Wegfaktor liegt meistens in einem Bereich von 0,4 bis 0,6. Der Mittelwert von 0,5 bedeutet, dass die Eindringtiefe gleich gross ist, wie wenn der Körper mit einer konstanten Verzögerung abgebremst worden wäre. Bei Steinschlag kann dies jedoch nicht der Fall sein, da die Verzögerung sowohl zu Beginn des Abbremsvorganges als auch am Ende der Kontaktzeit den Wert Null aufweist. Dazwischen wird ein maximaler Wert auf verschiedenen Pfaden erreicht. Liegen nun diese Maxima in der Hälfte der Bremszeit und ist der Anstieg der Verzögerung identisch (spiegelbildlich) mit dem Abfallen, werden alle Wegfaktoren einen Wert von 0,5 annehmen. Ist der Wert kleiner, liegt die maximale Verzögerung in der ersten Hälfte der Kontaktzeit, bei höheren Werten in der zweiten Hälfte. Diese Aussagen gelten für die theoretischen Fälle, bei denen die Bremszeit gleich der Kontaktzeit ist.

Falltests auf Bodenmaterial

Bei diesen Falltests auf verschiedenen starke Bodenschichten wird vorerst auf die charakteristischen Werte der Verzögerungsfaktoren und der Wegfaktoren eingegangen. Die Verzögerungsfaktoren weisen meistens Werte von 1,4 bis 2,4 auf. Hohe Werte charakterisieren die eher «harten» Abbremsvorgänge, bei denen sowohl Anstieg als auch Abfallen der Verzögerung konvex erfolgt. Bei konkavem Anstieg und Abfallen liegen die Verzögerungsfaktoren in den tieferen Bereichen. Diese Abbremsvorgänge werden als «weich» beschrieben. Als Mittelwert kann für diese Versuche ein Verzögerungsfaktor von 1,6 und ein Wegfaktor von 0,5 angenommen werden. Ein solcher Mittelwert berechnet sich auch in Abhängigkeit der Aufprallgeschwindigkeit und der Eindringtiefe nach Formel (5-4). Wird dieser Mittelwert um 25 % erhöht, lässt sich eine maximale Verzögerung nach Formel (5-5) berechnen. Von den 186 durchgeführten Versuchen deckt diese Formel 92 % der gemessenen maximalen Verzögerungen ab. Einzig bei 15 Versuchen liegen die gemessenen Werte um wenige Einheiten darüber.

Bei den 54 Versuchen auf einzelne Bodenschichten wurden die maximalen Verzögerungen aus den Parametern Masse, Fallhöhe und Bodendicke abgeschätzt. Mithilfe einer multiplen linearen Regression konnten zwar maximale Verzögerungen berechnet werden. Es liegt jedoch in der Natur der Sache, dass die Verzögerungen bei kleinen Fallhöhen überschätzt und bei grossen unterschätzt wurden. Auch zeigte sich, dass mit nur zwei Bodendicken die Datengrundlage zu gering war, um zuverlässige Aussagen machen zu können. Daher wurden in einer zweiten Versuchsreihe mehrere Bodenschichten mit verschiedenen Dicken geschüttet und die Versuche teilweise wiederholt. Bei den ähnlichen Versuchen zeigten sich ähnliche maximale Verzögerungen und ähnliche Bremswege. Generell trafen die Aussagen bezüglich der multiplen linearen Regression auch für die zweite Versuchsreihe mit 132 Versuchen zu. Sie unterschied sich aber in einem wesentlichen Punkt: In der zweiten Reihe wurden bewusst 36 Versuche auf Böden durchgeführt, die mit einer grösseren Masse der Wurfkörper (4000 kg und 8000 kg) verdichtet wurden. Dabei wurde darauf geachtet, dass die Verdichtung aus derselben Fallhöhe geschah wie der Fallhöhe des nachfolgenden Versuches. Bei diesen Versuchen auf verdichtetem Bodenmaterial zeigten die maximalen Verzögerungen deutlich höhere Werte, vor allem bei den grösseren Fallhöhen. Bei den kleineren Fallhöhen (2,5 m und 5,0 m) ergaben sich nur kleine oder keine Unterschiede.

Falltests auf Beton mit Schutzschicht

Bei den 38 Versuchen auf eine Betonplatte schützte in 25 Fällen eine 40 cm dicke Kiesschicht die Platte und in einem Fall eine 20 cm dicke. Während bei der dickeren Schutzschicht der Verzögerungsfaktor Werte zwischen 2,9 und 7,5 aufwies, lag er bei der dünneren Schicht deutlich höher bei 11,3. Dieser sehr harte Aufprall des 800 kg schweren Wurfkörpers ergab allerdings beim Wegfaktor keinen exklusiven Wert; er lag bei 0,15 und die Werte der anderen Versuche mit der dickeren Kiesschicht lagen zwischen 0,16 bis 0,33. Dies sind sehr kleine Werte im Verhältnis zu den Wegfaktoren der 4000 kg schweren Wurfkörper, welche in einem Bereich von 0,31 bis 0,47 lagen. Der Unterschied zwischen den beiden Massen zeigte sich aber auch bei den Verzögerungsfaktoren. Diese betrugen bei den Versuchen mit den grösseren Massen zwischen 1,8 und 4,2 – die schweren Versuchskörper wurden nur halb so stark verzögert wie die leichten. Dennoch waren die Abbremskräfte der grösseren Massen im allgemeinen um einen Faktor 2,5 höher, da deren Masse den fünffachen Wert aufwies.

Die Resultate der 12 Versuche mit einer Schutzschicht aus Misapor ergaben Verzögerungsfaktoren zwischen 1,4 bis 2,1. Mit der Schicht aus Misapor traten also etwa 3,5-fach kleinere Verzögerungen auf als bei der Kiesschicht. Allerdings war die Schicht aus Misapor auch um einen Faktor 2 bis 3 dicker (0,8 m–1,2 m). Die Wegfaktoren beliefen sich in den Versuchen zwischen 0,56 bis 0,68. Daraus lässt sich ableiten, dass die maximale Kraft jeweils erst in der zweiten Hälfte der Bremszeit auftrat. Dies unabhän-

gig von der Masse des Wurfkörpers. Die Masse beeinflusste diese beiden Faktoren nur geringfügig.

Die scheinbar grossen Unterschiede in den Resultaten der beiden Schutzschichten und der verwendeten Massen relativieren sich, wenn die jeweiligen Verzögerungs- und Wegfaktoren multipliziert werden. Alle Produkte streuten mit einer Ausnahme (Versuch Nr. 10) um einen Mittelwert von 1,06 und der zweifachen die Standardabweichung von 0,15.

Das Produkt sagt nun aus, dass auch bei diesen Versuchen mit den verschiedenen Schutzschichten die Formel (5-5) eingesetzt werden kann. Um eine mittlere maximale Verzögerung zu berechnen muss allerdings anstelle des Faktors 1,0 (von Formel 5-5) der Faktor 1,06 eingegeben werden. Ein oberer Grenzwert der maximalen Verzögerung kann für diese Versuche berechnet werden, wenn ein Faktor von 1,36 (Mittelwert +2 Sigma) eingesetzt wird.

Falltest auf Beton ohne Schutzschicht

Bei diesem einzelnen Versuch durchschlug der Wurfkörper die gesamte Betondicke von 25 cm. Er wurde nur noch durch die Biegebewehrung gehalten und von dieser wieder zurückgeworfen. Es kann daher nicht von einem «normalen» Abbremsvorgang gesprochen werden, da eine fast siebenfach grössere Verzögerung ($f_d = 6,8$) im Vergleich zu einer konstanten Verzögerung auftrat. Der Bremsweg war mit 22 cm eher lang, jedoch nur halb so lang ($f_p = 0,27$) wie der theoretische Bremsweg einer konstanten Verzögerung. Die Multiplikation der charakteristischen Faktoren ergab einen Wert von 1,9, was darauf hindeutet, dass die mit Formel (5-5) berechnete maximale Verzögerung um diesen Faktor unterschätzt wurde.

9.4 Typenprüfung von Schutznetzen

Die Typenprüfung von Schutznetzen gegen Steinschlag gemäss der Publikation vom BUWAL (2001) wurde per 1. Februar 2018 ausser Kraft gesetzt. Als Ersatz gilt seither die neue Veröffentlichung zur Qualitätsbeurteilung von Steinschlagschutznetzen (BAUMANN 2018). Diese Anleitung für die Praxis beschreibt die Aufgaben aller beteiligten Fachleute, damit die Qualität von Schutznetzen möglichst hoch gehalten wird. Der Bauherr legt die Energieklasse des Netzes fest und bestimmt die Wirkungshöhe. Er definiert weitere Anforderungen wie Korrosionsschutz oder die Eignungs- und Zuschlagskriterien. Der Hersteller beschreibt sein Produkt in einer ausführlichen Dokumentation, überwacht die Produktion, testet das Netz in einem realen Feldversuch und gibt die Versuchsdaten bekannt. Die wichtigsten Daten sind Masse und Geschwindigkeit des Wurfkörpers, Bremsweg und Bremszeit des Wurfkörpers im Netz sowie die gemessenen Kräfte in den verschiedenen Seilen. Der projektierende Ingenieur bemisst aufgrund dieser Angaben die Verankerungen und Fundamente, legt die Anzahl der Prüfkanker fest und überwacht die Bauarbeiten sowie die damit verbundenen Qualitätsbeurteilungen. Die Bauunternehmung führt die Montage aus und führt Protokoll über die Bohr- und Injektionsarbeiten. Mit diesen Schritten lässt sich die geforderte Qualität des Schutznetzes überwachen und auch längerfristig garantieren, sofern die notwendigen Unterhalts- und Reparaturarbeiten periodisch durchgeführt werden.

9.5 Zukünftige Forschungsfragen

Die in diesem Bericht dargestellten Fakten und Erkenntnisse stellen nur einen kleinen Teil des Themas «Steinschlag» dar. Hauptsächlich wurden die Auswirkungen der Erdbeschleunigung auf die Bewegung von Steinen behandelt und viele Abbremsprozesse

se beschrieben. Die Themen lagen sozusagen im Transit- und Ablagerungsgebiet von Steinschlag. Im Entstehungsgebiet hingegen wurde nicht geforscht und so sind dort noch viele Fragen unbeantwortet wie beispielsweise:

- Wie lassen sich aus den im Fels vorhandenen Trennflächen mit einfachen Mitteln die wahrscheinlichste Steingrösse und –form abschätzen?
- Wie kann die Stabilität des einzelnen Blockes beim Aufschlagen beurteilt werden? Bricht der Stein in kleinere Teile oder bleibt er in seiner ursprünglichen Grösse?
- Wie lässt sich die Steingrösse und die Jährlichkeit des Auftretens eines Ereignisses in Bezug setzen? Wie hängen diese von den geologischen und topographischen Eigenschaften ab?
- Wie ändern sich die Jährlichkeiten bei bestimmten Steingrössen mit dem Klimawandel? Welchen Einfluss hat die Temperaturzunahme?
- Lassen sich die angesprochenen Fragen in ein Computerprogramm eingeben, um zukünftig auch den zeitlichen Aspekt eines Ereignisses zu simulieren?

Im Transitgebiet bleiben auch noch einige Fragen unbeantwortet wie beispielsweise:

- Wie stark darf der Schutzwald einen Stein abbremsen, damit er sich noch nachhaltig entwickeln kann? Wie stark wirkt sich der Wald maximal auf den Steinschlag aus?
- Wie beeinflusst die Rotation eines Steines seine Sprungweite und Sprunghöhe?
- Mit welchen Parametern liesse sich Rotation eines Steines besser abschätzen? Unter welchen Bedingungen treten hohe Rotationsgeschwindigkeiten auf? Wie stark kann der Stein maximal rotieren?
- Wie stark beeinflussen hohe Rotationswerte eines Steines dessen Translationsgeschwindigkeit?

Auch im Ablagerungsgebiet oder beim Abbremsprozess von Steinen bleiben noch Fragen unbeantwortet:

- Wie gross ist der Einfluss der Steinform auf die Eindringtiefe? Wie wird ein eckiger Stein im Boden abgebremst?
- Wie genau stimmt der allgemeine Zusammenhang zwischen Aufprallgeschwindigkeit, Eindringtiefe und maximaler Verzögerung?
- Wie verändern sich die Eindringtiefen bei Schutzdämmen im Vergleich zum vertikalen Aufprall? Wie stark beeinflussen die Rotation und die Form des Steins den Eindringprozess?
- Wie verbreiten sich die aus dem Abbremsprozess wirkenden Kräfte im Damm? Welches sind mögliche Stabilitätskriterien für den Damm?
- Wie gross sind die Abbremskräfte bei Steinschlag auf ungeschützte Betonmauern? Wie stark darf sich eine Mauer dabei verformen?

Diese Fragen decken ein sehr breites Themenfeld ab und Forschende haben die Wahl, in welcher Breite oder Tiefe sie die einzelnen Bereiche behandeln wollen.

10 Referenzen

- ANDRES, N.; BADOUX, A., 2018: Unwetterschäden in der Schweiz im Jahre 2017. Rutschungen, Murgänge, Hochwasser und Sturzereignisse. Wasser, Energie, Luft, 110, 67–74.
- AMMANN, M., 2006: Schutzwirkung abgestorbener Bäume gegen Naturgefahren. Dissertation ETH Nr. 16638. Eidgenössische Technische Hochschule, Zürich. 191 S.
- ASTRA 2008: Einwirkungen infolge Steinschlags auf Schutzgalerien. Richtlinie 12006, Ausgabe 2008 V2.03. Bundesamt für Strassen ASTRA, Bern. 21 S.
- BADOUX, A.; ANDRES, N.; TECHEL, F.; HEGG, C., 2016: Natural hazard fatalities in Switzerland from 1946 to 2015. Nat. Hazards Earth Syst. Sci. 16, 2747–2768.
- BAFU 2015: Sturzprozesse. Fachinformationen Wasser, Rutschungen, Sturz, Lawinen. Bundesamt für Umwelt. Bern, 2 S.
- BAUMANN, R., 2018: Grundlagen für die Qualitätssicherung von Steinschlagschutznetzen und deren Fundation. Anleitung für die Praxis. Bundesamt für Umwelt, Bern. Umwelt-Wissen Nr. 1805, 42 S.
- BOZZOLO, D., 1987: Ein mathematisches Modell zur Beschreibung der Dynamik von Steinschlag. Dissertation ETH Nr. 8490. Eidgenössische Technische Hochschule, Zürich. 89 S.
- BOZZOLO, D.; PAMINI, R., 1982: Modello matematico per lo studio della caduta dei massi. Dipartimento della pubblica educazione, Lugano-Travano. 89 S.
- CAVIEZEL, A.; SCHAFFNER, M.; CAVIGELLI, L.; NIKLAUS, P.; BÜHLER, Y.; BARTELT, P.; MAGNO, M.; BENINI, L., 2018: Design and evaluation of a low-power sensor device for induced rockfall experiments. IEEE Transactions on Instrumentation and Measurement, 67 (4), 767–779.
- BROILIE, L., 1973: In situ tests for the study of rockfall. Geologia Applicata e Idrologia, 8, 105–111.
- CHING-FANG LEE; TING-CHI TSAO; LUN-WEI WEI; WIE-KEI HUANG, 2016: The case study of Badouzi rockfall in northern Taiwan: mechanism, numerical simulation and hazard assessment. In: Interpraevent 2016 Conference Proceedings, 698–705.
- DORREN, L., 2003: A review of rockfall mechanics and modelling approaches. Progress in Physical Geography, 27:1, 69–87.
- ETAG 027, 2008: Guideline for European technical approval of falling rock protection kits. European Organisation for Technical Approvals EOTA. Brussels. 59 p.
- FREHNER, M.; WASSER, B.; SCHWITTER, R., 2005: Nachhaltigkeit und Erfolgskontrolle im Schutzwald. Wegleitung für Pflegemassnahmen in Wäldern mit Schutzfunktion, Vollzug Umwelt. Bundesamt für Umwelt, Wald und Landschaft, Bern. 564 S.
- GERBER, W., 2001: Richtlinie über die Typenprüfung von Schutznetzen gegen Steinschlag. Vollzug Umwelt. Bundesamt für Umwelt, Wald und Landschaft (BUWAL), Eidgenössische Forschungsanstalt WSL. Bern. 39 S.
- GERBER, W., 2016: Auswirkungen des Felssturzes vom 11. Januar 2016 in Wolhusen. FAN-Agenda 1: 13–18.
- GERBER, W.; ANDRES, N.; BADOUX, A., 2017: Bergstürze, Steinschläge und andere Sturzereignisse in der Schweiz in den Jahren 2002 bis 2016. Schweiz. Z. Forstwes. 6: 329–332.
- GERBER, W.; CAVIEZEL, A., 2018: Measurement and analyses of ground contact during rockfall events. In: CARDOSO *et al.* (Eds), Proceedings of the 9th European Conference on Numerical Methods in Geotechnical Engineering (NUMGE 2018), 1: 149–154.
- GLOVER, J.M.H., 2015: Rock-shape and its role in rockfall dynamics. Doctoral thesis (<http://etheses.dur.ac.uk/10968/>), Durham University. 266 p.
- HEIERLI, W.; MERK, A.; TEMPERLI, A., 1981: Schutz gegen Steinschlag – Protection contre les chutes de pierres. Eidgenössisches Departement des Innern, Bundesamt für Strassenbau, 44. Forschungsarbeit 6/80 auf Antrag der Vereinigung Schweizerischer Strassenfachleute (VSS), Bern. 120 S.
- HILKER, N.; BADOUX, A.; HEGG, C., 2009: The Swiss flood and landslide damage database 1972–2007. Nat. Hazards Earth Syst. Sci. 9, 913–925.
- JONSSON, M.J.O., 2007: Energy absorption of trees in a rockfall protection forest. Dissertation ETH No. 17214, Eidgenössische Technische Hochschule, Zürich. 209 S.
- KALBERER, M., 2006: Quantifizierung und Optimierung der Schutzwaldleistung gegenüber Steinschlag. Ph.D. Thesis, Albert-Ludwigs-Universität, Freiburg i. B. 221 S.

- LEINE, R.I.; SCHWEIZER, A.; CHRISTEN, M.; GLOVER, J.; BARTELT, P.; GERBER, W., 2013: Simulation of rock-fall trajectories with consideration of rock shape. *Multibody Syst. Dyn.* 32, 241–271.
- LUNDSTRÖM, T.; JONAS, T.; STÖCKLI, V.; AMMANN, W., 2007: Anchorage of mature conifers: resistive turning moment, root-soil plate geometry, and orientation of root growth. *Tree Physiol* 27, 1217–1227.
- LUNDSTRÖM, T.; HEIZ, U.; STOFFEL, M.; STÖCKLI, V., 2007: Fresh-wood bending: linking the mechanical and growth properties of a Norway spruce stem. *Tree Physiol.* 27, 1229–1241.
- LUNDSTRÖM, T.; JONSSON, M.L.; KALBERER, M., 2007: The root-soil system of Norway spruce subjected to turning moment: resistance as a function of rotation. *Plant Soil* 300, 35–49.
- LUN-WIE WIE; HONGEY CHEN; CHING-FANG LEE; WEI-KAI HUANG; MING-LANG LIN; CHUNG-CHI CHI, HSI-HUNG LIN, 2014: The mechanism of rockfall disaster: A case study from Badouzi, Keelung, in northern Taiwan. Elsevier, *Engineering Geology*, 183: 116–126.
- NIKLAUS, P.; BIRCHLER, T.; AEBI, T.; SCHAFFNER, M.; CAVIGELLI, L.; CAVIEZEL, A.; MAGNO, M.; BENINI, L., 2017: StoneNode: a low-power sensor device for induced rockfall experiments. 2017 IEEE sensors applications symposium (SAS), 16807856 (6 pp.).
- PERRET, S.; DOLF, F.; KIENHOLZ, H., 2004: Rockfalls into forests: Analysis and simulation of rockfall trajectories – considerations with respect to mountainous forests in Switzerland. Springer, *Landslides* 2004. 1: 123–130.
- PITEAU, D.; CLAYTON, R., 1976: Computer rockfall Model, In: Meeting in Rockfall Dynamics and Protective Works Effectiveness. ISMES Publication no. 90 Bergamo. 123–125.
- PRETZSCH, H., 2001: Modellierung des Waldwachstums. Parey, Berlin. 341 S.
- RICHE, A., 1963: Evaluation of rockfall and its control. Highway research record 17, Highway RESEARCH BOARD NRC, WASHINGTON DC. 13–28.
- SCHELLENBERG, K., 2008: On the design of rockfall protection Galleries. Dissertation ETH No. 17924, Eidgenössische Technische Hochschule, Zürich. 177 S.
- SCHWEIZER, A., 2015: Ein nichtglattes mechanisches Modell für Steinschlag. Dissertation ETH Zürich Nr. 22559.
- VOLKWEIN, A.; KLETTE, J., 2014: Semi-automatic determination of rockfall trajectories. *Sensors*, 14, 10: 18187–18210.
- VOLKWEIN, A.; SCHELLENBERG, K.; LABIOUSE, V.; AGLIARDI, F.; BERGER, F.; BOURRIER, F.; DORREN, L.; GERBER, W.; JABOYEDOFF, M., 2011: Rockfall characterisation and structural protection – a review. *Nat. Hazards Earth Syst. Sci.*, 11: 2617–2651.
- VOLKWEIN, A.; BRÜGGER, L.; GEES, F.; GERBER, W.; KRUMMENACHER, B.; KUMMER, P.; LARDON, J.; SUTTER, T., 2018: Repetitive rockfall trajectory testing. *Geosciences*. 8, 3: 88. 27 pp.
- ZIMMERMANN, TH., 1989: A three-dimensional numerical simulation model for rockfalls. IREM Report 89/1. Ecole Polytechnique Federal de Lausanne. 29 S.
- ZINGGELER, A.; KRUMMENACHER, B.; KIENHOLZ, H., 1991: Steinschlagsimulation in Gebirgswäldern. In: *Berichte und Forschungen, Geographisches Institut, Université de Fribourg*, 3: 61–70.

Internet-Adressen

- Geoportal Kanton Luzern 2016: Online-Karten - Digitaler Einblick in Karten und Pläne (https://rawi.lu.ch/themen/geoportal/online_karten).
- Simulations-Software RAMMS::Rockfall SLF und Usermanual 2018: (ramms.slf.ch/ramms)
- Typenprüfung von Schutznetzen gegen Steinschlag, Zertifikate 2017: (<https://www.bafu.admin.ch/typenpruefung>).
- Blockschlag vom 31. August 2013 in Keelung Taiwan. Film aus hinten fahrendem Auto: (<https://www.youtube.com/watch?v=8wwWuH7MleCA>).
- Grundlagen zur Qualitätsbeurteilung von Steinschlagschutznetzen und deren Fundation 2018. PDF-Download (<https://www.bafu.admin.ch/uw-1805-d>).

Internationale Bücher zu Steinschlag

- LAMBERT, S., 2011: Rockfall engineering, edited by Stéphane Lambert, François Nicot. London, ISTE. 435 S.
- WYLLIE, D.C., 2015: Rock Fall Engineering. Boca Raton, Florida, Taylor & Francis. 243 S.

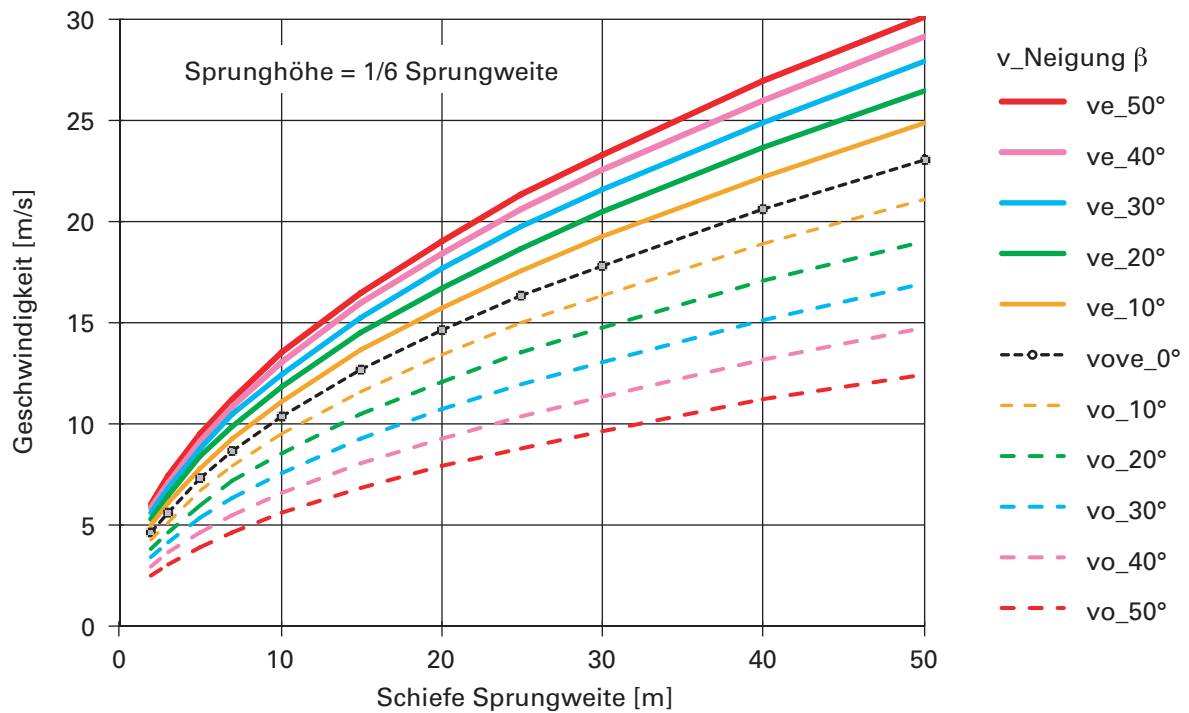
Verzeichnis der Abkürzungen

	Einheit	Bezeichnung
a	m/s^2	Momentan wirkende Verzögerung horizontal
a_{mar}	rad/s^2	Maximale Beschleunigung oder Verzögerung bei Rotation
a_{max}	m/s^2	Maximale Verzögerung während Abbremsvorgang horizontal
a_{maz}	m/s^2	Maximale Verzögerung während Abbremsvorgang vertikal
a_{part}	m/s^2	Festgelegte Verzögerung bei partieller Integration
a_{mp}	m/s^2	Mittlere Verzögerung bezüglich Bremsweg
a_{mt}	m/s^2	Mittlere Verzögerung bezüglich Bremszeit
a_o	m/s^2	Verzögerung zur Zeit Null
a_{or}	rad/s^2	Beschleunigung oder Verzögerung zur Zeit Null bei Rotation
a_r	rad/s^2	Momentan wirkende Beschleunigung oder Verzögerung bei Rotation
a_z	m/s^2	Momentan wirkende Verzögerung vertikal, Zentralbeschleunigung
b	m/s^3	Momentan wirkende Änderung der Verzögerung (Verzögerungsrate)
b_o	m/s^3	Verzögerungsrate zur Zeit Null
b_{or}	rad/s^3	Drehrate zur Zeit Null bei Rotation
b_{oz}	m/s^3	Verzögerungsrate vertikal zur Zeit Null
c	m/s^4	Momentan wirkende Änderung der Verzögerungsrate
c_o	m/s^4	Änderung der Verzögerungsrate zur Zeit Null horizontal
c_{or}	rad/s^4	Änderung der Drehrate zur Zeit Null bei Rotation
c_{oz}	m/s^4	Änderung der Verzögerungsrate zur Zeit Null vertikal
d	rad	Drehung des Körpers bei Rotation (Drehwinkel)
d_o	rad	Drehung des Körpers zur Zeit Null
d_{part}	rad	Aus partieller Integration berechnete Drehung
e	m	Dicke der Bodenschicht
E_k	kJ	Kinetische Energie des Wurfkörpers bei Kontaktbeginn
E_n	kJ	Totale Energie bezüglich tiefster Lage des Wurfkörpers ($E_n = E_k + E_p$)
E_p	kJ	Potenzielle Energie des Wurfkörpers infolge Bremsweg
E_r	kJ	Rotationsenergie des Körpers
f	m	Sprunghöhe in Mitte der Flugparabel
F_{max}	kN	Maximale wirkende Kraft während Abbremsvorgang
f_d	–	Verzögerungsfaktor (horizontal)
f_{dz}	–	Verzögerungsfaktor (vertikal)
F_{mt}	kN	Mittlere Kraft bezüglich Bremszeit
F_{mw}	kN	Mittlere Kraft bezüglich Bremsweg
f_p	–	Wegfaktor (horizontal)
f_{pz}	–	Wegfaktor (vertikal)
g	m/s^2	Erdbeschleunigung ($g = \pm 9,81 \text{ m/s}^2$)
h	m	Vertikale Fallhöhe
i	m^{-1}	Faktor des quadratischen Terms bei Flugparabel als Funktion von x
J	$\text{kg}\cdot\text{m}^2$	Massenträgheit
k	–	Faktor des linearen Terms bei Flugparabel als Funktion von x
K	–	Korrekturwert zum Bildmassstab
m	kg	Masse
n	m	Konstanter Term bei Flugparabel als Funktion von x
p	m	Bremsweg

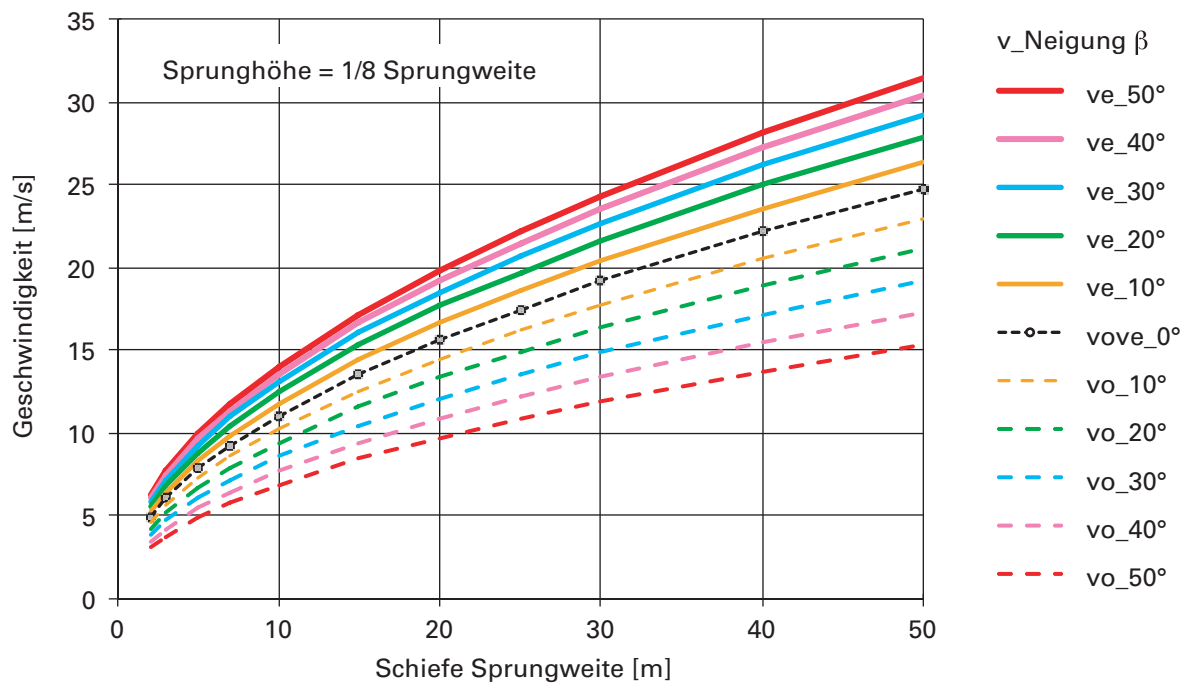
	Einheit	Bezeichnung
p_o	m	Eindringtiefe des Körpers zur Zeit Null
p_{part}	m	Aus partieller Integration berechneter Weg
r	m	Radius der Ersatzkugel
r_{ber}	m	Berechneter Radius der Exzentrizität
s	m	Schiefe Sprungweite
t	s	Zeit bei Flugparabeln, Zeit bei Abbremsvorgängen
T_{ur}, T_o	kN	Maximale Kraft im unteren resp. oberen Tragseil
v	m/s	Momentane Geschwindigkeit des Wurfkörpers
v_{beo}	m/s	Beobachtete Geschwindigkeit (momentane Werte)
v_{ber}	m/s	Berechnete Geschwindigkeit (lineare Werte)
v_{part}	m/s	Aus partieller Integration berechnete Geschwindigkeit
v_e	m/s	Geschwindigkeit des Wurfkörpers vor Bodenkontakt, Endgeschwindigkeit
v_{ex}	m/s	Endgeschwindigkeit horizontal
v_{ez}	m/s	Endgeschwindigkeit vertikal
v_o	m/s	Geschwindigkeit zur Zeit Null, Startgeschwindigkeit
v_{ox}	m/s	Startgeschwindigkeit horizontal
v_{oz}	m/s	Startgeschwindigkeit vertikal
x	m ; –	Horizontale Koordinaten, horizontale Sprungweiten; Abszissenachse
y	–	Ordinatenachse
z	m	Vertikale Koordinaten, vertikale Sprungweiten
z_{beo}	m	Beobachtete Schwerpunkte des Wurfkörpers
z_{ber}	m	Berechnete Schwerpunkte des Wurfkörpers
α	°	Differenz der Neigung Rückhalteseile-Stützenneigung
β	°	Neigungswinkel der schiefen Sprungweite, Hangneigung
δ	°	Neigung der oberen Tragseile zur seitlichen Verankerung
ϵ	°	Stützenneigung
γ	–	Standardabweichung
ω	rad/s	Rotation, Winkelgeschwindigkeit
ω_{part}	rad/s	Aus partieller Integration berechnete Rotation

Anhang A

Geschwindigkeitsdiagramme für normale und hohe Sprünge



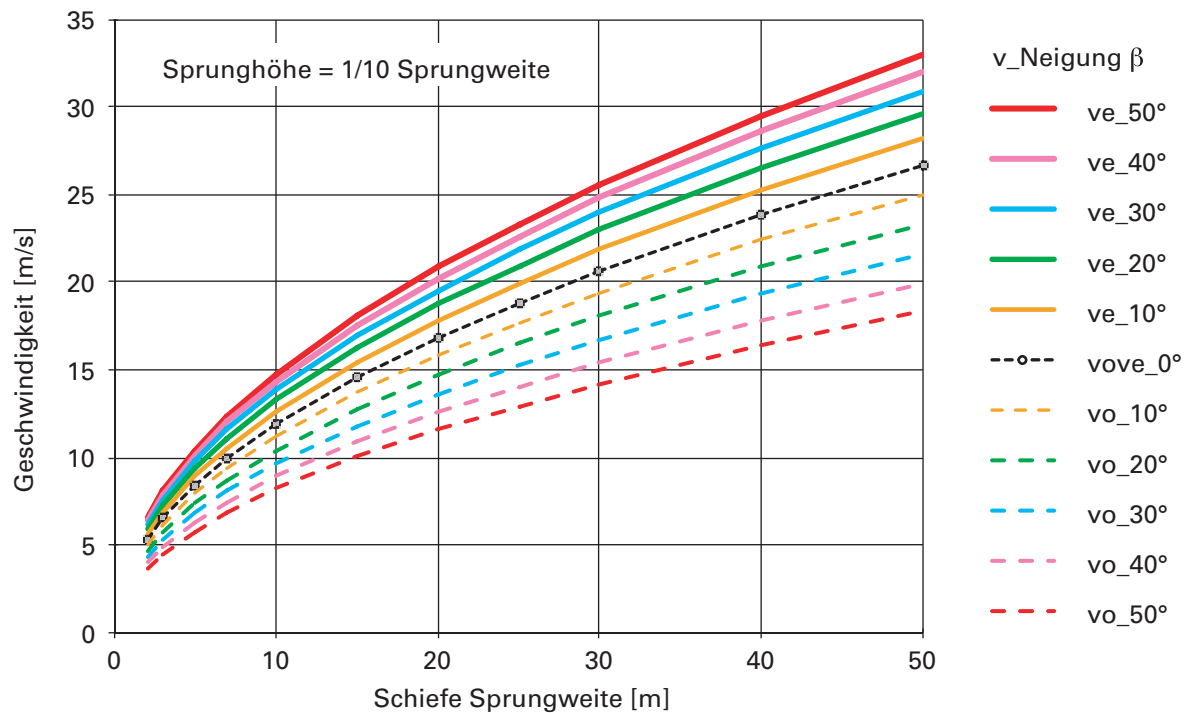
Start- und Endgeschwindigkeiten bei einem Verhältnis Sprunghöhe/Sprungweite = $1/6$



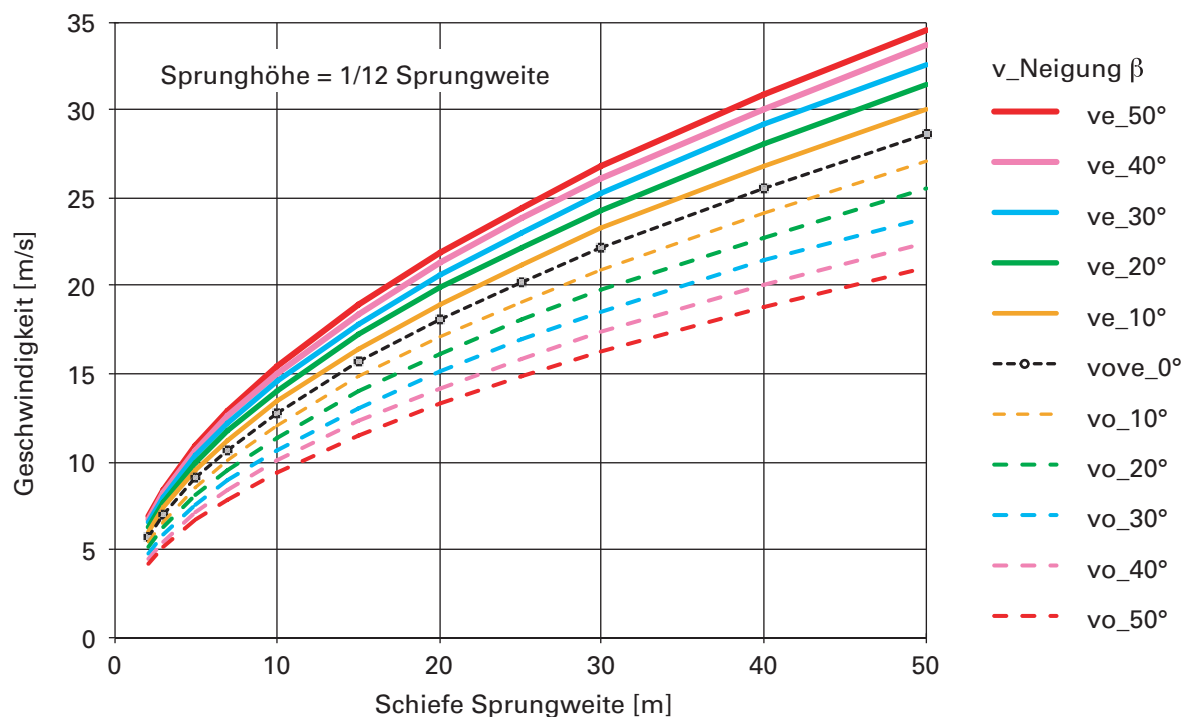
Start- und Endgeschwindigkeiten bei einem Verhältnis Sprunghöhe/Sprungweite = $1/8$

Anhang B

Geschwindigkeitsdiagramme für flache Sprünge



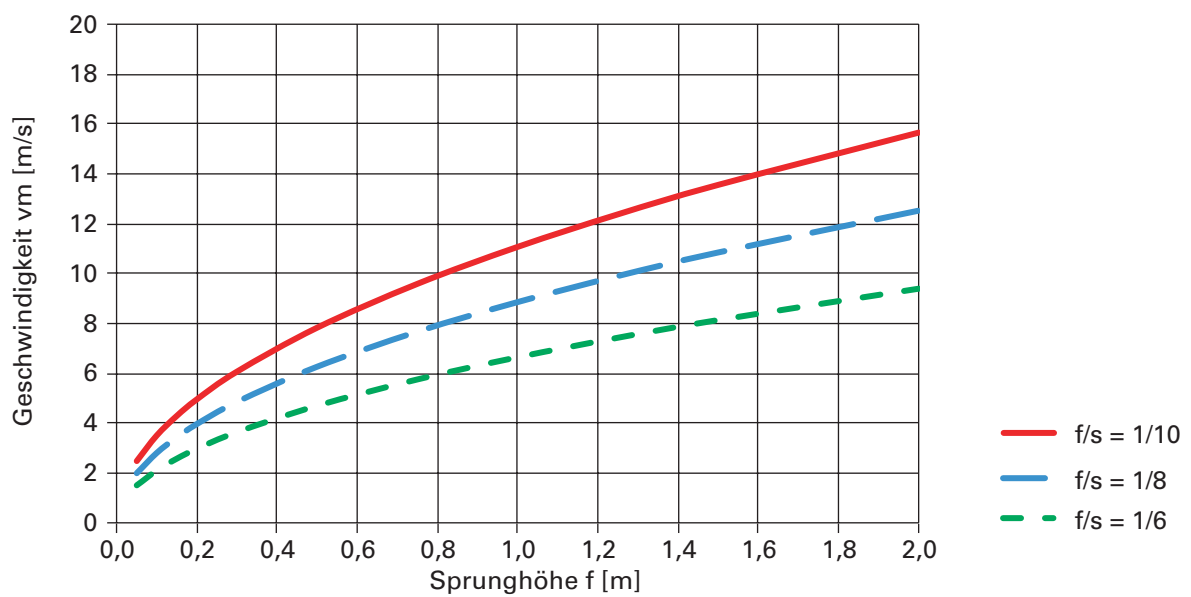
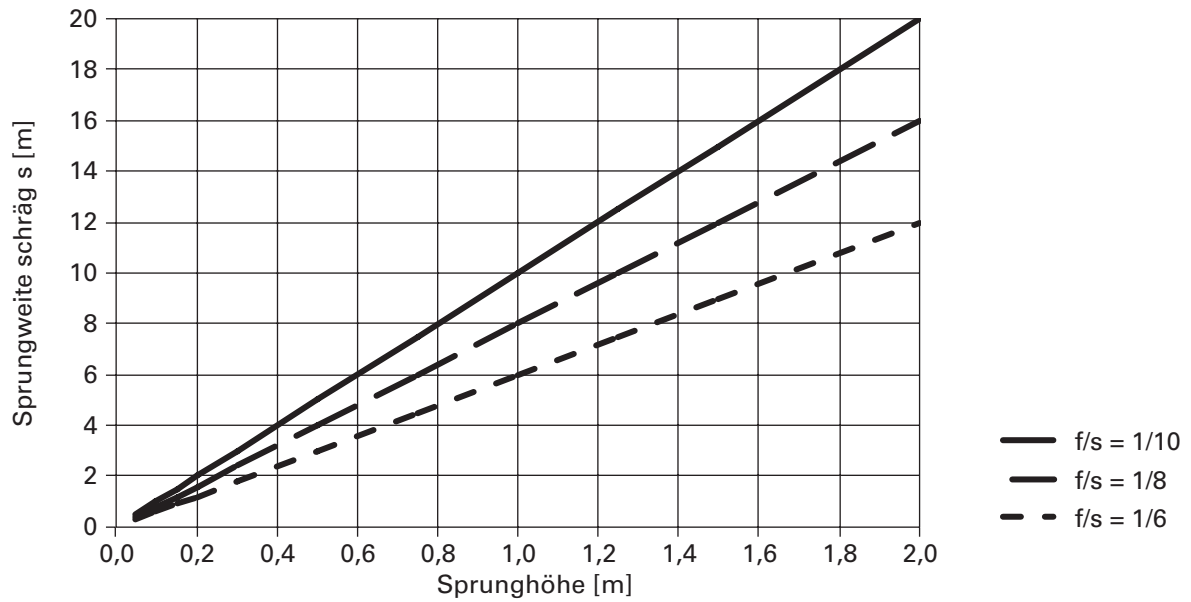
Start- und Endgeschwindigkeiten bei einem Verhältnis Sprunghöhe/Sprungweite = 1/10



Start- und Endgeschwindigkeiten bei einem Verhältnis Sprunghöhe/Sprungweite = 1/12

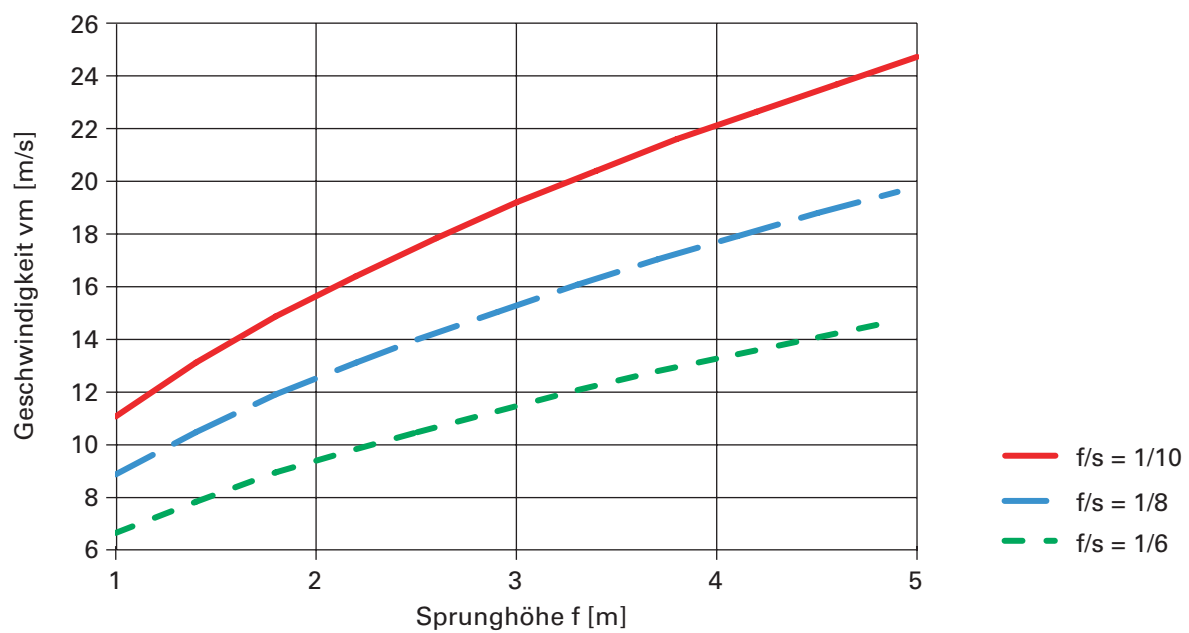
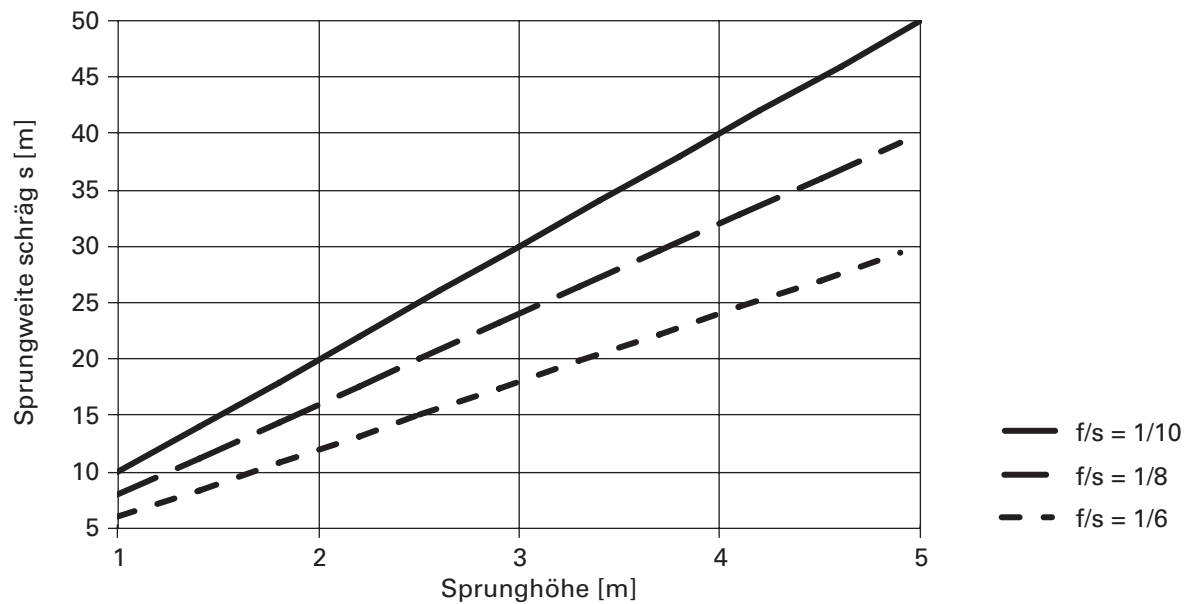
Anhang C

Geschwindigkeiten in Sprungmitte bei Sprunghöhen bis 2 m



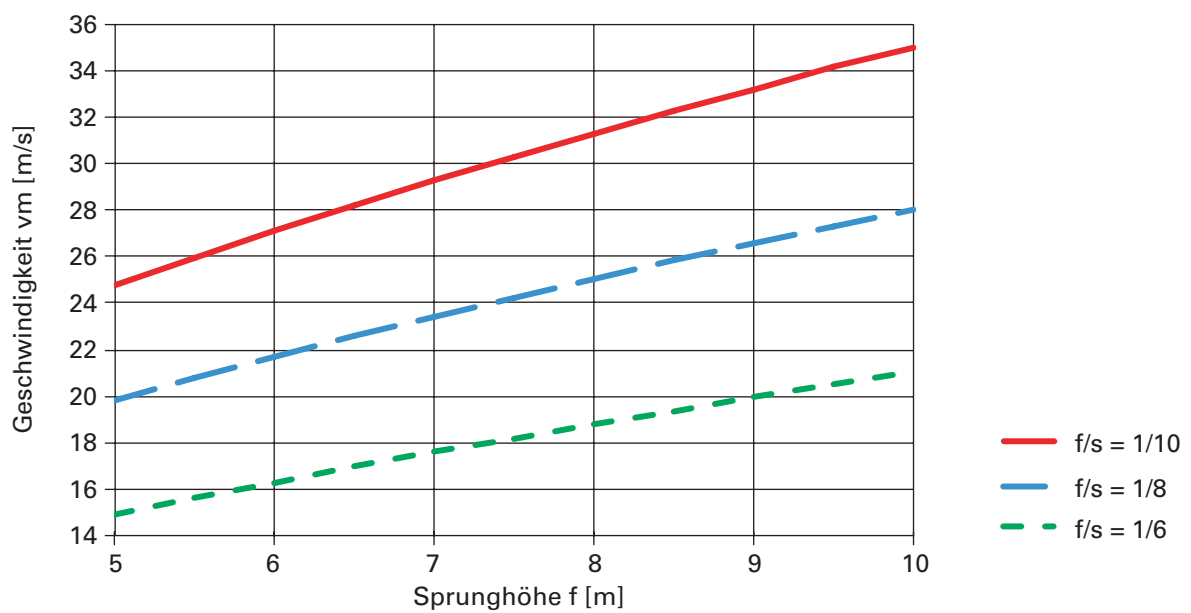
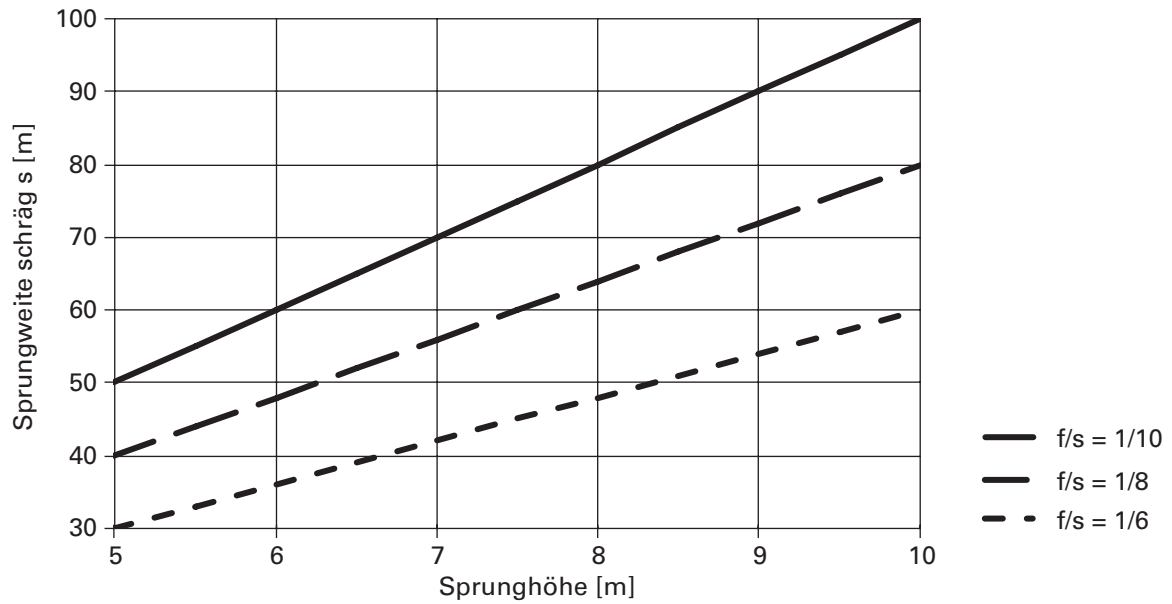
Anhang D

Geschwindigkeiten in Sprungmitte bei Sprunghöhen von 1 bis 5 m



Anhang E

Geschwindigkeiten in Sprungmitte bei Sprunghöhen von 5 bis 10 m



Anhang F

Resultate der Versuche mit einzelnen Bodenschichten

Nr.	Boden (m)	Masse (kg)	Fallhöhe (m)	Geschw. (m/s)	Verz. max (m/s ²)	Brems- weg (cm)	Bremszeit (ms)	Verz. faktor f_{dz} (l)	Wegfaktor f_{pz} (l)	Produkt $f_{dz} \cdot f_{pz}$ (l)
1	0,5	800	2,3	6,8	327	11,3	32,6	1,50	0,50	0,75
2	0,5	800	2,4	6,9	360	9,6	27,0	1,36	0,51	0,70
3	0,5	800	2,7	7,2	456	8,2	21,4	1,31	0,52	0,68
4	0,5	800	4,9	9,8	842	9,8	17,2	1,45	0,58	0,84
5	0,5	800	4,9	9,8	808	10,2	18,0	1,46	0,57	0,84
6	0,5	800	5,2	10,1	801	12,9	20,6	1,60	0,62	0,99
7	0,5	800	7,5	12,2	1122	12,0	16,8	1,53	0,58	0,89
8	0,5	800	7,3	12,0	899	12,1	21,2	1,56	0,47	0,73
9	0,5	800	7,5	12,1	882	13,4	19,8	1,42	0,55	0,78
10	0,5	800	9,9	13,9	953	18,3	22,4	1,51	0,58	0,88
11	0,5	800	10,4	14,3	954	14,7	20,2	1,33	0,50	0,67
12	0,5	800	9,9	13,9	1016	15,6	20,0	1,44	0,56	0,80
13	0,5	800	12,7	15,8	1040	17,2	21,4	1,39	0,51	0,70
14	0,5	800	12,4	15,6	1114	17,2	21,2	1,49	0,52	0,77
15	0,5	800	12,6	15,7	1094	16,8	20,6	1,42	0,51	0,73
16	0,5	800	14,7	17,0	1313	15,7	17,4	1,33	0,53	0,71
17	0,5	800	14,1	16,6	1161	17,1	19,0	1,31	0,54	0,71
18	0,5	800	14,9	17,1	1573	15,7	18,2	1,66	0,50	0,83
19	0,5	4000	2,7	7,2	626	9,7	20,6	1,74	0,64	1,12
20	0,5	4000	2,6	7,2	592	11,5	26,0	2,08	0,61	1,26
21	0,5	4000	2,6	7,1	490	14,7	31,4	2,07	0,64	1,33
22	0,5	4000	5,0	9,9	696	16,3	26,6	1,83	0,61	1,12
23	0,5	4000	4,8	9,7	792	14,5	23,8	1,90	0,62	1,18
24	0,5	4000	5,0	9,9	817	15,2	23,4	1,89	0,65	1,23
25	0,5	4000	9,6	13,7	1340	18,1	19,4	1,87	0,68	1,27
26	0,5	4000	9,8	13,9	1102	16,4	19,4	1,52	0,61	0,92
27	0,5	4000	10,2	14,2	1212	15,6	18,2	1,54	0,60	0,93
28	0,5	4000	14,2	16,7	1600	16,6	16,0	1,52	0,62	0,94
29	0,5	4000	15,0	17,2	1409	18,2	18,4	1,49	0,57	0,85
30	0,5	4000	14,4	16,8	1771	17,2	15,8	1,65	0,64	1,06
31	1,3	4000	2,5	7,0	257	18,0	50,4	1,74	0,49	0,86
32	1,3	4000	2,4	6,9	249	14,9	46,4	1,57	0,45	0,71
33	1,3	4000	2,5	7,1	275	15,6	46,0	1,69	0,46	0,78
34	1,3	4000	4,9	9,8	423	20,2	45,6	1,87	0,44	0,82
35	1,3	4000	5,0	9,9	462	20,1	46,2	2,06	0,43	0,88
36	1,3	4000	4,8	9,7	300	23,1	49,0	1,44	0,47	0,68
37	1,3	4000	9,5	13,7	640	25,0	41,4	1,88	0,44	0,82
38	1,3	4000	10,2	14,1	786	24,3	39,4	2,13	0,43	0,92
39	1,3	4000	9,9	13,9	894	22,5	38,0	2,37	0,42	0,99
40	1,3	4000	15,0	17,2	818	30,2	40,0	1,87	0,43	0,81

Nr.	Boden (m)	Masse (kg)	Fallhöhe (m)	Geschw. (m/s)	Verz. max (m/s ²)	Brems- weg (cm)	Bremszeit (ms)	Verz. faktor f_{dz} (l)	Wegfaktor f_{pz} (l)	Produkt $f_{dz} \cdot f_{pz}$ (l)
41	1,3	4000	14,7	17,0	895	29,3	39,8	2,05	0,43	0,88
42	1,3	4000	14,5	16,9	779	28,7	32,6	1,48	0,52	0,76
43	1,3	800	2,6	7,1	405	9,5	27,4	1,51	0,48	0,73
44	1,3	800	2,4	6,9	379	10,4	31,8	1,67	0,46	0,77
45	1,3	800	2,6	7,1	561	7,9	25,6	1,95	0,43	0,83
46	1,3	800	5,0	9,9	721	11,1	25,2	1,79	0,44	0,78
47	1,3	800	4,8	9,7	721	11,1	25,8	1,86	0,44	0,81
48	1,3	800	4,8	9,7	721	10,7	25,4	1,83	0,43	0,78
49	1,3	800	9,2	13,5	1221	14,2	24,4	2,17	0,43	0,93
50	1,3	800	9,7	13,8	1038	14,8	25,4	1,88	0,42	0,79
51	1,3	800	9,0	13,3	1524	11,3	21,4	2,42	0,40	0,96
52	1,3	800	14,5	16,9	1624	15,7	23,0	2,19	0,40	0,88
53	1,3	800	14,6	16,9	1520	16,3	21,0	1,86	0,46	0,85
54	1,3	800	15,4	17,4	1342	18,6	23,0	1,75	0,46	0,81

Anhang G

Resultate der Versuche mit mehreren Bodenschichten

Nr.	Boden (m)	Masse (kg)	Fallhöhe (m)	Geschw. (m/s)	Verz. max (m/s ²)	Brems- weg (cm)	Bremszeit (ms)	Verz. faktor f_{dz} (l)	Wegfaktor f_{pz} (l)	Produkt $f_{dz} \cdot f_{pz}$ (l)
1	0,5	800	2,47	6,9	441	9,2	28	1,71	0,46	0,79
2	0,5	800	2,50	6,9	416	9,6	26,4	1,53	0,51	0,78
3	0,5	800	2,49	7,0	410	9,8	27,2	1,55	0,51	0,79
4	0,5	800	4,96	9,8	591	11,2	21,6	1,27	0,52	0,67
5	0,5	800	4,99	9,9	703	10,3	19,2	1,34	0,54	0,72
6	0,5	800	5,01	9,9	823	10,7	18,2	1,49	0,59	0,88
7	0,5	800	9,91	13,9	901	16,5	21,6	1,38	0,55	0,76
8	0,5	800	9,90	13,9	950	15,3	19,6	1,32	0,56	0,74
9	0,5	800	9,93	13,9	1352	12,8	15,4	1,48	0,59	0,88
10	0,5	800	14,86	17,0	1281	18,1	20,6	1,53	0,51	0,79
11	0,5	800	14,89	17,0	1746	11,9	13,8	1,41	0,51	0,71
12	0,5	800	14,95	17,1	1592	13,8	14,4	1,33	0,56	0,75
13	1,3	4000	2,48	6,9	285	10,7	31,4	1,23	0,48	0,59
14	1,3	4000	2,41	6,8	311	10,7	30	1,32	0,51	0,68
15	1,3	4000	2,45	6,9	313	11,2	31	1,35	0,51	0,70
16	1,3	4000	5,00	9,9	567	12,9	27,2	1,52	0,47	0,72
17	1,3	4000	4,99	9,9	567	12,8	24,4	1,37	0,53	0,72
18	1,3	4000	4,94	9,8	559	13,3	25,2	1,40	0,53	0,74
19	1,3	4000	9,94	13,9	707	24,1	37	1,83	0,46	0,85
20	1,3	4000	9,84	13,8	899	21,5	35,2	2,23	0,44	0,97
21	1,3	4000	9,86	13,8	651	22,9	35,8	1,65	0,46	0,75
22	1,3	4000	14,77	16,9	943	24,1	30	1,64	0,47	0,77
23	1,3	4000	14,84	17,0	1163	24,2	34	2,29	0,42	0,95
24	1,3	4000	14,82	16,9	799	25,1	31,6	1,46	0,46	0,68
25	1	4000	2,44	6,9	377	10,7	27	1,43	0,57	0,81
26	1	4000	2,46	6,9	372	12,6	31,2	1,61	0,57	0,92
27	1	4000	2,46	6,9	446	7,5	20	1,25	0,53	0,67
28	1	4000	4,89	9,7	726	13	21,5	1,58	0,62	0,98
29	1	4000	4,90	9,7	737	11,2	20	1,49	0,57	0,85
30	1	4000	4,90	9,7	662	11,5	20,5	1,37	0,57	0,78
31	1	4000	9,84	13,8	1009	15,3	19,5	1,41	0,57	0,80
32	1	4000	9,82	13,8	1109	10,4	14,5	1,15	0,52	0,60
33	1	4000	9,87	13,8	987	13,6	19,5	1,37	0,50	0,69
34	1	4000	14,93	17,1	1124	21,5	21	1,37	0,60	0,81
35	1	4000	14,81	16,9	1282	16,5	18	1,35	0,54	0,73
36	1	4000	14,83	16,9	1152	14,4	17	1,15	0,50	0,57
37	1	800	2,46	6,9	813	4,3	11,5	1,34	0,54	0,72
38	1	800	2,51	7,0	617	5,9	15	1,30	0,56	0,73
39	1	800	2,53	7,0	735	4,6	12,5	1,28	0,52	0,67
40	1	800	4,95	9,8	881	8,5	16	1,42	0,54	0,76
41	1	800	4,88	9,7	892	9,4	18	1,63	0,53	0,87
42	1	800	4,90	9,7	817	9,1	17	1,41	0,55	0,77

Nr.	Boden (m)	Masse (kg)	Fallhöhe (m)	Geschw. (m/s)	Verz. max (m/s²)	Brems- weg (cm)	Bremszeit (ms)	Verz. faktor f_{dz} (l)	Wegfaktor f_{pz} (l)	Produkt $f_{dz} \cdot f_{pz}$ (l)
43	1	800	9,87	13,8	1536	9,8	13	1,43	0,54	0,78
44	1	800	9,86	13,8	1546	12,4	15	1,66	0,60	0,99
45	1	800	9,81	13,8	1678	6,9	10	1,21	0,50	0,61
46	1	800	14,78	16,9	1755	11,8	13,5	1,39	0,52	0,72
47	1	800	14,79	16,9	1657	13,6	14,5	1,41	0,55	0,78
48	1	800	14,76	16,9	1704	10,8	12,5	1,25	0,51	0,64
49	1,5	800	2,47	7,0	580	5,5	18	1,46	0,43	0,63
50	1,5	800	2,44	6,8	717	4,2	12,5	1,29	0,49	0,63
51	1,5	800	2,51	7,0	559	5,5	17	1,33	0,46	0,61
52	1,5	800	4,94	9,8	894	7,7	17	1,53	0,46	0,70
53	1,5	800	4,97	9,8	731	8,5	21,5	1,56	0,40	0,62
54	1,5	800	4,94	9,8	988	7,52	18,5	1,83	0,41	0,76
55	1,5	800	10,00	14,0	1103	13,7	23	1,79	0,42	0,76
56	1,5	800	9,91	13,9	1639	8,8	15	1,75	0,42	0,74
57	1,5	800	9,89	13,9	1421	10	17,5	1,77	0,41	0,73
58	1,5	800	14,77	16,9	1885	10,4	14,5	1,60	0,42	0,68
59	1,5	800	14,82	17,0	1745	13,8	19	1,93	0,43	0,82
60	1,5	800	14,80	16,9	1109	19,8	28,5	1,84	0,41	0,75
61	1,5	4000	2,46	6,8	615	7	17	1,49	0,59	0,89
62	1,5	4000	2,46	6,9	491	7,4	20	1,39	0,53	0,74
63	1,5	4000	2,49	6,9	458	9,6	25	1,59	0,54	0,87
64	1,5	4000	4,87	9,7	642	10,8	22	1,43	0,50	0,72
65	1,5	4000	4,93	9,7	686	10,4	20	1,38	0,53	0,73
66	1,5	4000	4,88	9,7	557	11,7	27,5	1,54	0,43	0,67
67	1,5	4000	9,82	13,8	773	17,5	28,5	1,57	0,44	0,69
68	1,5	4000	9,84	13,8	1112	14,5	23	1,82	0,45	0,83
69	1,5	4000	9,92	13,9	774	19,6	31,5	1,72	0,44	0,76
70	1,5	4000	14,76	16,9	1243	17,6	22	1,60	0,47	0,75
71	1,5	4000	14,87	17,0	1063	21,9	27	1,66	0,47	0,79
72	1,5	4000	14,90	17,0	1086	22,4	31	1,94	0,42	0,82
73	1,5	8000	2,51	7,0	503	6,5	20	1,40	0,46	0,64
74	1,5	8000	2,44	6,8	498	6,8	19	1,35	0,52	0,69
75	1,5	8000	2,44	6,8	545	6,1	18,5	1,44	0,48	0,68
76	1,5	8000	4,93	9,8	558	12,3	25	1,39	0,50	0,69
77	1,5	8000	4,87	9,6	848	7,8	16	1,38	0,50	0,69
78	1,5	8000	4,97	9,8	633	12	24	1,51	0,50	0,76
79	1,5	8000	9,80	13,7	910	17,5	26,5	1,72	0,48	0,82
80	1,5	8000	9,91	13,9	939	16,3	25,5	1,69	0,46	0,77
81	1,5	8000	9,85	13,8	980	14,8	24	1,68	0,44	0,74
82	1,5	8000	14,73	16,9	859	25,1	32,5	1,62	0,45	0,74
83	1,5	8000	14,88	17,0	1124	19,8	28,5	1,85	0,41	0,75
84	1,5	8000	14,85	17,0	992	21,6	29	1,67	0,43	0,72
85	1,5	800	2,48	6,9	546	7,6	20,5	1,57	0,53	0,83
86	1,5	800	2,45	6,9	709	4	14	1,41	0,41	0,58
87	1,5	800	2,50	6,9	533	6,6	19,5	1,46	0,48	0,70

Nr.	Boden (m)	Masse (kg)	Fallhöhe (m)	Geschw. (m/s)	Verz. max (m/s ²)	Brems- weg (cm)	Bremszeit (ms)	Verz. faktor f_{dz} (l)	Wegfaktor f_{pz} (l)	Produkt $f_{dz} \cdot f_{pz}$ (l)
88	1,5	800	4,89	9,7	756	7,6	17	1,31	0,46	0,60
89	1,5	800	4,96	9,8	767	9,95	21	1,61	0,48	0,77
90	1,5	800	4,90	9,7	939	7,1	18	1,71	0,40	0,69
91	1,5	800	9,78	13,7	2155	5,5	11,5	1,79	0,35	0,62
92	1,5	800	9,97	14,0	2092	6,8	12,5	1,86	0,39	0,72
93	1,5	800	9,97	13,9	2507	4,8	8,5	1,52	0,40	0,61
94	1,5	800	14,93	17,1	2493	8	12,5	1,81	0,37	0,68
95	1,5	800	14,80	16,9	2705	8,58	14,6	2,31	0,35	0,80
96	1,5	800	14,89	17,0	2722	8,1	12,4	1,97	0,38	0,75
97	2	800	2,51	7,0	462	7	23	1,48	0,43	0,63
98	2	800	2,45	6,9	484	7,7	26	1,77	0,42	0,75
99	2	800	2,42	6,8	564	5,1	17	1,37	0,43	0,59
100	2	800	4,95	9,8	726	8,7	19	1,38	0,46	0,64
101	2	800	4,89	9,7	759	8,4	19	1,46	0,45	0,66
102	2	800	4,95	9,8	574	10,4	23	1,32	0,46	0,60
103	2	800	9,92	13,9	1109	14	22	1,73	0,45	0,79
104	2	800	9,86	13,8	1009	13,3	21,5	1,55	0,45	0,69
105	2	800	9,93	13,9	1065	11,4	18,5	1,40	0,44	0,62
106	2	800	14,95	17,1	1854	13,3	19,2	2,06	0,40	0,83
107	2	800	14,91	17,0	1154	17,8	24,4	1,63	0,43	0,69
108	2	800	14,88	17,0	1335	17,7	23,8	1,84	0,43	0,80
109	2	4000	2,46	6,9	337	10,9	30,2	1,42	0,51	0,73
110	2	4000	2,47	6,9	276	12,3	32,6	1,24	0,53	0,66
111	2	4000	2,45	6,9	275	13,4	35,8	1,37	0,53	0,73
112	2	4000	4,91	9,8	545	11,9	25,4	1,38	0,47	0,65
113	2	4000	4,97	9,8	445	14,8	29,8	1,31	0,50	0,65
114	2	4000	4,96	9,8	515	14,4	27	1,38	0,54	0,74
115	2	4000	9,89	13,8	971	15,93	22	1,52	0,52	0,79
116	2	4000	9,89	13,9	936	17,2	23,8	1,58	0,52	0,82
117	2	4000	10,00	14,0	1267	15,54	23	2,05	0,48	0,98
118	2	4000	14,90	17,0	1600	20,46	24,6	2,28	0,48	1,10
119	2	4000	14,87	17,0	1120	18,62	22,8	1,48	0,48	0,71
120	2	4000	14,78	16,9	943	20,3	24,6	1,35	0,48	0,65
121	2	8000	2,49	6,9	332	10,9	28,6	1,32	0,54	0,71
122	2	8000	2,45	6,9	338	9,8	26	1,23	0,54	0,66
123	2	8000	2,48	6,9	368	10,1	26,4	1,36	0,55	0,74
124	2	8000	4,94	9,8	752	10,2	23	1,73	0,45	0,77
125	2	8000	4,91	9,7	600	11,8	26,6	1,59	0,45	0,72
126	2	8000	4,99	9,8	669	10,6	21,6	1,44	0,49	0,71
127	2	8000	9,85	13,8	810	17,5	27,2	1,56	0,46	0,72
128	2	8000	9,98	13,9	839	19,6	27,6	1,63	0,50	0,82
129	2	8000	9,96	13,9	893	18,8	27,6	1,73	0,48	0,84
130	2	8000	14,94	17,1	1353	18,4	24	1,88	0,45	0,84
131	2	8000	14,84	17,0	1974	12,73	18,6	2,14	0,40	0,86
132	2	8000	14,87	17,0	1268	17,2	23	1,69	0,44	0,74

Anhang H

Resultate der Versuche mit geschützten Betonplatten

Nr.	Material	Dicke (m)	Masse (kg)	Fallhöhe (m)	Geschw. (m/s)	Verz. max (m/s ²)	Bremsweg (cm)	Bremszeit (ms)	Verz. faktor f_{dz} (l)	Wegfaktor f_{pz} (l)	Produkt $f_{dz} \cdot f_{pz}$ (l)
1	Kies	0,4	800	1,96	6,2	715	5,4	26	2,9	0,33	0,95
2	Kies	0,4	800	4,80	9,7	1930	6,2	32	6,2	0,20	1,21
3	Kies	0,4	800	5,00	9,9	1700	6,2	32	5,3	0,19	1,03
4	Kies	0,4	800	5,10	10,0	1285	7,4	29	3,6	0,25	0,91
5	Kies	0,4	800	5,20	10,1	2170	4,6	22	4,6	0,20	0,95
6	Kies	0,4	800	7,46	12,1	2240	6,7	20	3,6	0,27	1,00
7	Kies	0,4	800	7,84	12,4	1890	8,2	31	4,6	0,21	0,97
8	Kies	0,4	800	9,99	14,0	2360	9,9	35	5,8	0,20	1,15
9	Kies	0,4	800	9,99	14,0	2310	8,9	26	4,2	0,24	1,02
10	Kies	0,2	800	9,99	14,0	3790	9	43	11,3	0,15	1,66
11	Kies	0,4	800	12,72	15,8	3060	11,4	38	7,2	0,19	1,35
12	Kies	0,4	800	12,72	15,8	3510	8,4	29	6,3	0,18	1,15
13	Kies	0,4	800	14,73	17,0	2110	11,4	28	3,4	0,24	0,81
14	Kies	0,4	800	14,73	17,0	3040	9,9	32	5,6	0,18	1,01
15	Kies	0,4	800	15,08	17,2	4120	9	32	7,5	0,16	1,22
16	Kies	0,4	800	15,08	17,2	2610	16,3	42	6,2	0,22	1,39
17	Kies	0,4	800	15,08	17,2	3140	11,4	31	5,6	0,21	1,18
18	Kies	0,4	800	15,25	17,3	2640	14,4	39	5,8	0,21	1,23
19	Misap	1,15	800	5,00	9,9	370	28,1	43	1,5	0,65	1,00
20	Misap	1,18	800	5,10	10	405	24,7	39	1,5	0,62	0,95
21	Misap	1,15	800	5,10	10	425	25,1	38	1,6	0,65	1,01
22	Misap	1,15	800	9,99	14	625	32,7	37	1,6	0,62	1,00
23	Misap	1,22	800	14,90	17,1	530	51,6	49	1,5	0,61	0,90
24	Misap	1,16	800	15,08	17,2	700	40	39	1,6	0,59	0,92
25	Kies	0,4	4000	1,96	6,2	400	8,8	30	1,8	0,46	0,85
26	Kies	0,4	4000	1,96	6,2	580	8	27	2,4	0,47	1,13
27	Kies	0,4	4000	4,50	9,4	1030	9,6	26	2,8	0,39	1,07
28	Kies	0,4	4000	4,50	9,4	900	10,7	30	2,8	0,37	1,04
29	Kies	0,4	4000	4,90	9,8	910	10,4	31	2,8	0,34	0,94
30	Kies	0,4	4000	5,00	9,9	945	10,1	26	2,4	0,39	0,94
31	Kies	0,4	4000	7,10	11,8	1300	11,6	27	2,9	0,36	1,05
32	Kies	0,4	4000	7,34	12,0	1540	12,8	34	4,2	0,31	1,31
33	Misap	1,17	4000	1,96	6,2	175	27	64	1,6	0,65	1,06
34	Misap	1,17	4000	5,00	9,9	270	30,1	53	1,4	0,56	0,77
35	Misap	1,16	4000	7,46	12,1	335	57,2	70	1,8	0,66	1,20
36	Misap	0,81	4000	7,46	12,1	480	46,4	55	2,1	0,68	1,42
37	Misap	1,17	4000	7,46	12,1	330	50,3	64	1,7	0,63	1,05
38	Misap	0,79	4000	7,46	12,1	445	39,3	50	1,8	0,64	1,13

