

Diplomarbeit

Master's Thesis

Numerische Untersuchung von Felsmassenstürzen vom Roten Kögele am Hallstätter Salzberg mittels PFC^{3D}

ausgeführt zum Zwecke der Erlangung des akademischen Grades
eines Diplom-Ingenieurs unter der Leitung von

Univ.Prof. Dipl.-Ing. Dr.techn. Rainer Poisel

E203

Institut für Ingenieurgeologie, TU-Wien

und

Univ.Ass. Dipl.-Ing. Dr.techn. Alexander Preh

E203

Institut für Ingenieurgeologie, TU-Wien

eingereicht an der Technischen Universität Wien

Fakultät für Bauingenieurwesen

von

Kurt Mair am Tinkhof

0126701

Hauptort 24/c

I – 39030 Mühlwald

Wien, im November 2007

Vorwort

Ich möchte mich an dieser Stelle bei all jenen Personen bedanken, die mir die Erstellung dieser Arbeit möglich gemacht haben.

Ganz herzlich möchte ich mich bei Univ.Prof. Dipl.-Ing. Dr.techn. Rainer Poisel bedanken, durch die ausgezeichnete Betreuung und wertvollen Anregungen hat er die Entstehung dieser Arbeit ermöglicht. Ein großer Dank gebührt Univ.Ass. Dipl.-Ing. Dr.techn. Alexander Preh, der sich stets Zeit genommen hat für die Lösung der zahlreichen PFC-Probleme.

Weiters bedanke ich mich bei allen Mitarbeitern des Instituts für Ingenieurgeologie, die mich stets freundlich und hilfsbereit unterstützt haben. Die angenehme Atmosphäre hat ein konzentriertes und produktives Arbeiten erst möglich gemacht.

Herzlich bedanken möchte ich mich bei all meinen Freunden, die mir im Laufe der Studienzeit stets zur Seite gestanden sind und auch in schwierigen Zeiten immer für mich da waren.

Ein besonderer Dank gilt meinen Eltern, durch ihre moralische und finanzielle Unterstützung, sowie den steten Glauben an mich, haben sie mir ideale Voraussetzungen für den erfolgreichen Abschluss meines Studiums geschaffen.

Kurzfassung

Massenbewegungen gehören in Gebirgsregionen zum natürlichen morphologischen Prozessgeschehen. In Überschneidung mit der anthropogenen Raumnutzung stellen sie eine Gefahr für Personen sowie Gebäude und Infrastruktur dar. Durch rechtzeitige Gefahrenerkennung ist es möglich, die Wahrscheinlichkeit und Stärke möglicher Ereignisse über Modellversuche oder Vergleichsfälle zu beurteilen und nötige Maßnahmen abzuklären.

Die gefährdete Zone um das Rote Kögele befindet sich westlich der oberösterreichischen Gemeinde Hallstatt im Bereich des Hallstätter Salzberges. Im Untersuchungsgebiet lagern kompetente Karbonate der Hallstätter Fazies auf einer inkompetenten Unterlage, die von der Haselgebirge-Formation gebildet wird. Dies führt zum Ausquetschen bzw. Ausfließen des weichen Sockelmaterials und zum Zerschneiden und Abgleiten der spröden, karbonatischen Blöcke. Aufgrund dieser geotechnischen Konstellation ereigneten sich am Roten Kögele bereits in der Vergangenheit zahlreiche Fels- und Bergstürze.

Für die numerische Untersuchung der möglichen Felsmassenstürze wurde das diskontinuumsmechanische Programm PFC^{3D} (Particle Flow Code in 3 Dimensions) der ITASCA CONSULTING GROUP verwendet. Ein PFC^{3D}-Modell besteht aus zweidimensionalen Wandelementen, welche bei Massenstürzen den nicht bewegten Untergrund darstellen, sowie aus kugelförmigen Partikeln, mit welchen die Abbruchmasse modelliert wird. Mit PFC können sowohl die Interaktionen der Partikel mit der Geländeoberfläche als auch die gegenseitige Beeinflussung der Partikel modelliert werden.

Ziel dieser Arbeit war die Ermittlung des Gefährdungspotentials zukünftiger Felsmassenstürze. Die geologisch-geomorphologische Kartierung erbrachte vier Abbruchszenarien, deren Absturz aus derzeitiger Sicht möglich erscheint. Aus den Daten der digitalen Geländeaufnahme und der potentiellen Ablöseflächen wurden die Wandelemente generiert. Die Reibungswinkel, Rollwiderstände und kritischen Dämpfungsverhältnisse wurden aus einem Felssturz aus dem Jahre 1985 rückgerechnet. Nach der Generierung der Partikel wurde jedes Absturzscenario bis zur Ruhelage modelliert und danach das jeweils folgende Szenario zum Absturz gebracht. Dabei konnte festgestellt werden, dass die drohenden Felsmassenstürze keine unmittelbare Gefahr für Hallstatt darstellen. Die bestehende Straße unterhalb des Abbruchgebietes, die die einzige Zufahrtsmöglichkeit zum Hallstätter Salzberg darstellt, wird jedoch auf einer Länge von 150 Metern verschüttet, wobei die Mächtigkeit des Ablagerungsmaterials auf bis zu 15 Meter geschätzt werden kann. Für eine sichere Zufahrt zum Salzberg bietet sich daher eine Verlegung der Straße an.

Abstract

Mass movements are natural morphological processes in mountain areas. They represent a danger for people as well as for infrastructure and buildings. An early recognition is important to evaluate the probability and the dimension of possible events. Numerical methods are essential tools for these analyses.

The endangered zone around the „Rotes Kögele“ is situated in the west of the town Hallstatt in the area of the „Hallstätter Salzberg“. In the analysed area rigid rock blocks consisting of carbonatic rocks (Hallstätter Kalke) are lying over a ductile subsoil (Haselgebirge). The overlying weight of the brittle plate results in a deformation of the plastically ductile base. This leads to the squeezing out of the incompetent base material and to the fragmentation and slipping of the brittle, carbonatic blocks. Due to this geotechnical constellation numerous rock falls happened at the „Rotes Kögele“ already in the past.

For the numerical calculations of the rock mass falls the discontinuum program PFC^{3D} (Particle Flow Code in 3 Dimensions) from ITASCA CONSULTING GROUP was used. The basic elements of a PFC^{3D} model are two dimensional wall elements that represent the ground not in motion and spherical particles modelling the moving mass. With PFC both the interaction of particles with the ground and the interaction between the blocks occurring in a rock mass fall can be simulated.

The aim of this study was the calculation of the potential risk of future rock mass falls. Due to the geological-geomorphological mapping the field was subdivided into four possible areas where rock mass falls could be detached from. From the dates of the digital tacheometry and the detachment surfaces the wall elements were generated. The friction angles, rolling resistances and critical damping ratios were calculated back from a rock mass fall in the year 1985. After the generation of the particles, the run out of every area was modelled to its final position and after this the following run out was started. The future rock mass falls do not represent any direct danger for Hallstatt. However, the existing street below the breakdown region which represents the only access possibility to the „Hallstätter Salzberg“ will be buried on a length of 150 meters at which the thickness of the deposit material can be estimated up to 15 meters. To guarantee a secure access to the „Salzberg“ a relocation of the street is offered.

Inhaltsverzeichnis

1	EINLEITUNG.....	1
2	ALLGEMEINES ÜBER MASSENBEWEGUNGEN	3
2.1	KLASSIFIZIERUNGEN.....	3
2.1.1	<i>Versagensmechanismen.....</i>	5
2.1.2	<i>Sturzprozesse</i>	8
2.1.2.1	<i>Steinschlag.....</i>	8
2.1.2.2	<i>Felssturz.....</i>	9
2.1.2.3	<i>Bergsturz.....</i>	10
2.2	FELSMASSENSTÜRZE	11
2.2.1	<i>Bewegungsmechanismen</i>	11
2.2.1.1	<i>Freier Fall</i>	11
2.2.1.2	<i>Springen.....</i>	12
2.2.1.3	<i>Rollen.....</i>	13
2.2.1.4	<i>Gleiten.....</i>	17
2.2.1.5	<i>Interaktion zwischen den Blöcken.....</i>	19
2.2.2	<i>Beschreibung der Reichweite</i>	19
2.2.2.1	<i>Geometrisches Gefälle.....</i>	20
2.2.2.2	<i>Schwerpunktsgefälle</i>	20
2.2.2.3	<i>Fahrböschung.....</i>	21
2.2.2.4	<i>Brandungsböschung</i>	21
2.2.2.5	<i>Schattenwinkel</i>	21
3	GRUNDLAGEN DES PARTICLE FLOW CODES (PFC)	22
3.1	DISTINKTE ELEMENTE METHODE	23
3.2	BERECHNUNGSKREISLAUF	25
3.3	KRAFTVERSCHIEBUNGSGESETZ	26
3.4	KONTAKTMODELLE	31
3.4.1	<i>Steifigkeitsmodell.....</i>	31
3.4.1.1	<i>Lineares Kontaktmodell.....</i>	32
3.4.1.2	<i>Hertz-Mindlin Kontaktmodell.....</i>	32
3.4.2	<i>Gleitmodell</i>	33
3.4.3	<i>Bindungsmodell</i>	33
3.4.3.1	<i>Kontaktbindungsmodell</i>	34

3.4.3.2	<i>Parallelbindungsmodell</i>	35
3.5	BEWEGUNGSGESETZ	37
3.6	BESTIMMUNG DES ZEITSCHRITTES	39
3.7	MECHANISCHE DÄMPFUNG	41
3.7.1	<i>Lokale Dämpfung</i>	42
3.7.2	<i>Kombinierte Dämpfung</i>	43
3.7.3	<i>Viskose Dämpfung</i>	43
4	ADAPTIERUNG VON PFC ZUR MODELLIERUNG VON FELSMASSENSTÜRZEN	46
4.1	BEWEGUNGSMECHANISMEN	46
4.1.1	<i>Freier Fall</i>	47
4.1.2	<i>Springen</i>	47
4.1.3	<i>Rollen</i>	48
4.1.4	<i>Gleiten</i>	50
4.2	DÄMPFUNGSFAKTOREN UND MIKROPARAMETER	50
4.3	ERMITTLUNG DER GESCHWINDIGKEITSVERLÄUFE UND ENERGIELINIEN.....	51
4.4	ABBRUCHKRITERIUM.....	54
5	BEARBEITUNGSGEBIET	55
6	GEOLOGISCHE UND GEOTECHNISCHE VERHÄLTNISSE	57
7	MODELLAUFBAU	62
7.1	MODELLIERUNG DES GELÄNDES	62
7.2	MODELLIERUNG DER STURZMASSE	68
8	RÜCKRECHNUNG DES FELSMASSENSTURZES VON 1985 – SZENARIO 0 ..	72
8.1	ALLGEMEINES	72
8.2	ÜBERSICHTSPLAN UND SCHNITTE.....	73
8.3	BLOCKGRÖßENVERTEILUNG 1 (BGV 1).....	75
8.3.1	<i>Ausgangslage</i>	75
8.3.2	<i>Parameterstudie</i>	76
8.3.3	<i>Endlage</i>	78
8.3.4	<i>Geschwindigkeitsverläufe und Energielinien</i>	81

8.4	BLOCKGRÖßENVERTEILUNG 2 (BGV 2).....	84
8.4.1	<i>Ausgangslage</i>	84
8.4.2	<i>Parameterstudie</i>	85
8.4.3	<i>Endlage</i>	88
8.4.4	<i>Geschwindigkeitsverläufe und Energielinien</i>	91
8.5	VERGLEICH.....	92
9	POTENTIELLE FELSMASSENSTÜRZE – SZENARIO 1-4.....	94
9.1	ALLGEMEINES	94
9.2	ÜBERSICHTSPLAN UND SCHNITTE.....	96
9.3	BLOCKGRÖßENVERTEILUNG 1 (BGV 1).....	99
9.3.1	<i>Ausgangslage</i>	100
9.3.2	<i>Gewählte Parameter aus Szenario 0 (BGV 1 – Fall 2)</i>	101
9.3.3	<i>Endlage</i>	102
9.3.3.1	<i>Szenario 1</i>	102
9.3.3.2	<i>Szenario 2</i>	103
9.3.3.3	<i>Szenario 3</i>	104
9.3.3.4	<i>Szenario 4</i>	105
9.3.4	<i>Überlagerungen und Schnitte</i>	106
9.3.5	<i>Geschwindigkeitsverläufe und Energielinien</i>	112
9.3.5.1	<i>Szenario 1</i>	112
9.3.5.2	<i>Szenario 2</i>	113
9.3.5.3	<i>Szenario 3</i>	114
9.3.5.4	<i>Szenario 4</i>	115
9.3.6	<i>Beschreibung der Ergebnisse</i>	116
9.4	BLOCKGRÖßENVERTEILUNG 2 (BGV 2).....	118
9.4.1	<i>Ausgangslage</i>	118
9.4.2	<i>Gewählte Parameter aus Szenario 0 (BGV 2 – Fall 14)</i>	120
9.4.3	<i>Endlage</i>	121
9.4.3.1	<i>Szenario 1</i>	121
9.4.3.2	<i>Szenario 2</i>	122
9.4.3.3	<i>Szenario 3</i>	123
9.4.3.4	<i>Szenario 4</i>	124
9.4.4	<i>Überlagerungen und Schnitte</i>	125
9.4.5	<i>Geschwindigkeitsverläufe und Energielinien</i>	131
9.4.5.1	<i>Szenario 1</i>	131
9.4.5.2	<i>Szenario 2</i>	132

9.4.5.3	<i>Szenario 3</i>	133
9.4.5.4	<i>Szenario 4</i>	134
9.4.6	<i>Beschreibung der Ergebnisse</i>	135
10	INTERPRETATION UND AUSBLICK	137
11	ZUSAMMENFASSUNG	140
12	VERZEICHNISSE	143
12.1	ABBILDUNGSVERZEICHNIS	143
12.2	TABELLENVERZEICHNIS	151
13	LITERATUR	152

1 Einleitung

Die oberösterreichische Gemeinde Hallstatt liegt im inneren Salzkammergut am Hallstätter See. Zusammen mit dem Dachstein und dem Salzkammergut gehört sie zum UNESCO-Weltkulturerbe. Das Gebiet ist bekannt durch die reichlichen natürlichen Salzvorkommen, welche bereits seit dem Neolithikum abgebaut werden. Aufgrund des hohen Reliefs und ungünstiger Lagerungsverhältnisse ereignen sich dort seit dem Ende der letzten Eiszeit zahlreiche großräumige Massenbewegungen.

Aus geologischer Sicht befindet sich das Bearbeitungsgebiet im mittleren Abschnitt der Nördlichen Kalkalpen (EHRET, ROHN & MOSER, 2005). Im Bereich um das Rote Kögele am Salzberg, oberhalb der bestehenden Straße, lagern kompetente Karbonate auf einer inkompetenten Unterlage, die von der Haselgebirge-Formation gebildet wird. Als Folge der Auflast gibt die Unterlage nach und weicht seitlich aus. Zudem existieren aufgrund des seit über 2000 Jahren anhaltenden Salzabbaues Untertage große Hohlräume. Dies führt zum Einsinken und Zerbrechen der Deckplatte in einzelne, bis zu 40 Mio. m^3 große Schollen, die sich langsam auseinander bewegen. Große Halden aus jungen Steinschlag- und Felssturzmaterial zeugen von anhaltender Bewegung (EHRET, 2002).

Die geologische Kartierung durch ALP-INFRA erbrachte 4 mögliche Abbruchszenarien. Das Volumen der gesamten Sturzmasse beläuft sich auf etwa 260.000 m^3 . Die Szenarien 1 bis 3 weisen die größte Eintrittswahrscheinlichkeit auf, während sich der volumenmäßig größte Bereich 4 mit einer eher geringen Wahrscheinlichkeit lösen wird. Diese Aussage stützt sich auf die Untersuchungen von MERKL (1989) und LOTTER (2001), die die kinematische Aktivität dieser Zonen überprüfen. Dabei kann festgestellt werden, dass die Bewegungen hangaufwärts mehr und mehr abnehmen. Zur Festlegung der Parameter wurde ein Felssturz aus dem Jahre 1985 rückgerechnet. Dieser Absturz wurde als Szenario 0 bezeichnet und weist ein Volumen von ca. 25.000 m^3 auf. Durch die entsprechende Rückführung des Ereignisses in die Ausgangsposition (ALP-INFRA) und die angegebenen Endpositionen der Sturzblöcke konnten die Reibungswinkel, Rollwiderstände und kritischen Dämpfungsverhältnisse ermittelt werden.

Im Rahmen dieser Arbeit werden das Gefährdungspotential sowie der Ausbreitungsbereich der einzelnen Szenarien ermittelt. Dies geschieht über ein Monitorprojekt des Forsttechnischen Dienstes der Wildbach- und Lawinenverbauung, wobei genau untersucht werden soll in wie weit die unter dem Abbruchgebiet liegende Straße gefährdet ist und ob auch andere Einrichtungen gefährdet sind.

Zur numerischen Untersuchung der Felsmassenstürze wird der Particle Flow Code in 3 Dimensions (PFC^{3D}) der ITASCA CONSULTING GROUP verwendet, welcher auf der Methode der distinkten Elemente basiert. Mit PFC können sowohl die Interaktionen der Partikel mit der Geländeoberfläche, also die Bewegungsarten Fallen, Springen, Rollen und Gleiten, als auch die gegenseitige Beeinflussung der Partikel modelliert werden (PREH & POISEL, 2007). Aufgrund dieser Vorteile gegenüber Kontinuumsverfahren wird diese Methode zunehmend auf dem Gebiet der Geowissenschaften eingesetzt. Weiters ermöglichen ständig steigende Rechnerleistungen einen immer größeren Modellumfang.

2 Allgemeines über Massenbewegungen

In der geotechnischen Fachliteratur wird der Begriff Massenbewegungen unterschiedlich definiert. Laut LATELTIN (1997) handelt es sich bei Massenbewegungen um eine bruchhafte oder bruchlose, unter der Wirkung der Schwerkraft hangabwärts gerichtete Verlagerung von Fest- (Fels) und/oder Lockergesteinen (inklusive Bodenmaterial und Wasser). Die Bewegungen können schnell und plötzlich (Stein- und Blockschlag, Fels- und Bergsturz, spontane Rutschungen, Hangmuren und Einsturzphänomene) oder langsam (Hangkriechen, kontinuierliche Rutschungen) erfolgen.

Die Entstehung von Massenbewegungen ist sehr komplex und beruht selten auf nur einer Ursache. Geologische Verhältnisse, Relief und Exposition sind grundlegende Parameter, welche die Grunddisposition zu Hanginstabilitäten bestimmen (LATELTIN, 1997). Vor allem die Eiszeiten hatten einen hohen Einfluss auf die heute stattfindenden Massenbewegungen. Die Alpentäler wurden durch verschiedene Gletschervorstöße trogförmig ausgeschliffen und nach dem Zurückschmelzen des stützenden Eises blieben meist übersteilte und instabile Talflanken zurück.

Bei einer Massenbewegung werden Gesteins- und Bodenmassen gravitativ aus einer labilen in eine stabile Position umgelagert. Eine labile Lagerung tritt ein, wenn die Beanspruchungen die Festigkeiten überschreiten und sich kein Kräftegleichgewicht mehr einstellen kann. Dies kann beispielsweise durch langfristig wirksame Verwitterungsprozesse (Verminderung der Festigkeit) oder durch Strömungsdruck oder erhöhte Auflast (Erhöhung der Beanspruchung) geschehen. Eine Massenbewegung dauert so lange an, bis die Beanspruchung wieder kleiner als die Festigkeit ist und die Masse eine stabile Lage einnimmt.

2.1 Klassifizierungen

Basierend auf Kriterien wie Bewegungsmechanismen, Materialzusammensetzung, Geschwindigkeit der Prozesse oder Auslösemechanismen bestehen zahlreiche Modelle zur Klassifikation von Massenbewegungen.

Zur Übersicht können die wichtigsten Grundtypen der Massenbewegungen gemäß dem Multilingual Landslide Glossary (WP/WLI, 1993) wie folgt unterschieden werden:

- *Fallen*: Ablösen von Boden- oder Felsmaterial in einem steilen Hang entlang einer Fläche, auf welcher nur geringe oder keine Scherbewegungen stattfinden. Das Material stürzt größtenteils frei fallend, springend oder rollend ab. Fallen folgt meistens auf die Bewegungstypen Kippen, Gleiten oder Driften.
Der hier verwendete Begriff Fallen beinhaltet die Begriffe Fallen und Stürzen, wobei unter Fallen der freie Fall eines Gesteinskörpers oder einer Felsmasse verstanden wird, während Stürzen die Gleit-, Fall-, Sprung- und Rollbewegungen eines Ereignisses zusammenfasst.
- *Kippen*: Aus dem Hang gerichtete Rotation von Felsblöcken oder kohäsivem Boden um einen Punkt oder Achse unterhalb ihres Schwerpunkts. Dieser Mechanismus tritt vor allem bei steil einfallenden Haupttrennflächen auf, die tafelförmige Großkluftkörper bilden. Eine grundlegende Voraussetzung für das Kippen dieser Klufkörper ist das Vorhandensein einer relativen Gleitbewegung der einzelnen Kippsäulen zueinander.
- *Gleiten*: Hangabwärts gerichtete Bewegung von mehr oder weniger kohärentem Boden- oder Felsmaterial entlang von Gleitflächen oder Zonen intensiver Scherverformung. Nach der Geometrie der Gleitflächen wird zwischen Translations- oder Rotationsrutschungen unterschieden. Betrachtet man die Bewegung und das mechanische Verhalten, so kann man eine weitere Unterkategorie des Gleitens definieren, das „Lateral-Spreading“. Diese Art der Bewegung kann auftreten, wenn sich härtere, sprödere Einheiten auf einem weichen, duktilen Sockel befinden (System „Hart auf Weich“; POISEL & EPPENSTEINER (1988, 1989)).
- *Driften*: Laterale Ausdehnung von kohäsiven Boden- oder Felsmassen bei gleichzeitigem Einsinken in die liegenden, weniger kompetenten Schichten. Dabei findet keine intensive Scherung der Gleitflächen statt. Driften kann durch Liquifaktion oder Fließen des liegenden, weniger kompetenten Materials entstehen.
- *Fließen*: Räumliche, kontinuierliche Bewegung, bei der Scherflächen nur kurzzeitig ausgebildet, dicht angeordnet und gewöhnlich nicht erhalten sind. Die Geschwindigkeitsverteilung der bewegten Masse gleicht der einer viskosen Flüssigkeit. Im Festgestein schließt das Fließen eine kontinuierliche räumliche Verformung, sowie oberflächennahes oder tiefes Kriechen ein.

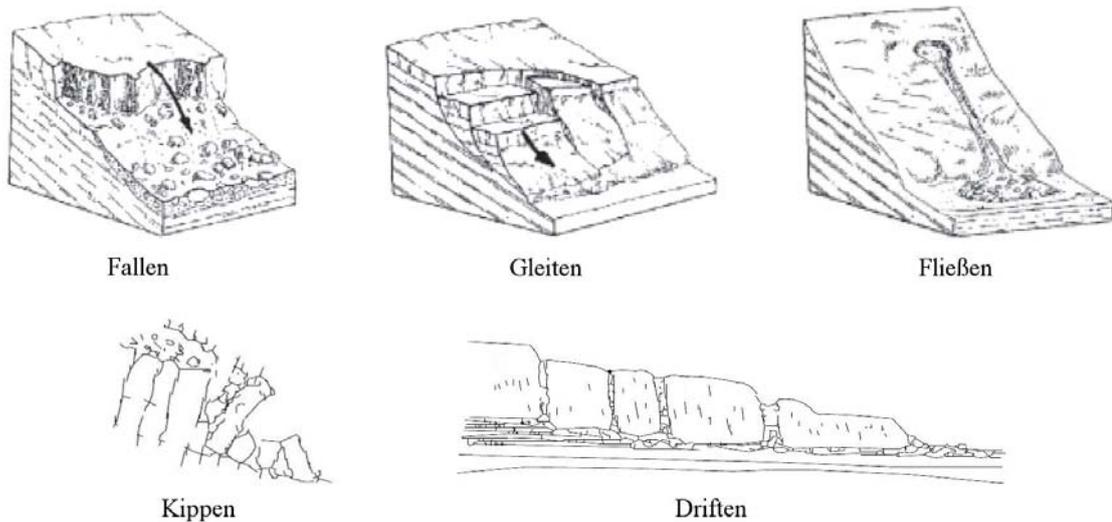


Abbildung 2.1: Grundtypen von Massenbewegungen gemäß dem Multilingual Landslide Glossary (LATELTIN, 1997 und FEUERBACH, 2007)

Da sich mit dieser Einteilung nicht alle Einzelheiten einer Massenbewegung beschreiben lassen, werden die oben angeführten Bewegungstypen weiter untergliedert. Auf die Anführung dieser zusätzlichen Unterteilungen wird in dieser Arbeit jedoch verzichtet. Die oben genannten Klassifizierungen sind jedoch mit Vorsicht zu genießen, da sie zum Teil keine Aussage über das eigentliche mechanische Verhalten zulassen.

Aus geomechanischer und felsmechanischer Sicht kann eine Massenbewegung im Fels- und Lockergestein in folgende Bewegungsabläufe unterteilt werden:

- Versagens- oder Ablösemechanismus
- Runout (eigentlicher Sturzprozess)

2.1.1 Versagensmechanismen

Bei der Auslösung eines Sturzprozesses können verschiedene Versagensmechanismen der Felsböschungen unterschieden werden. Diese sind in Abbildung 2.2 und Abbildung 2.3 mit Angabe der jeweiligen Berechnungsansätze dargestellt.

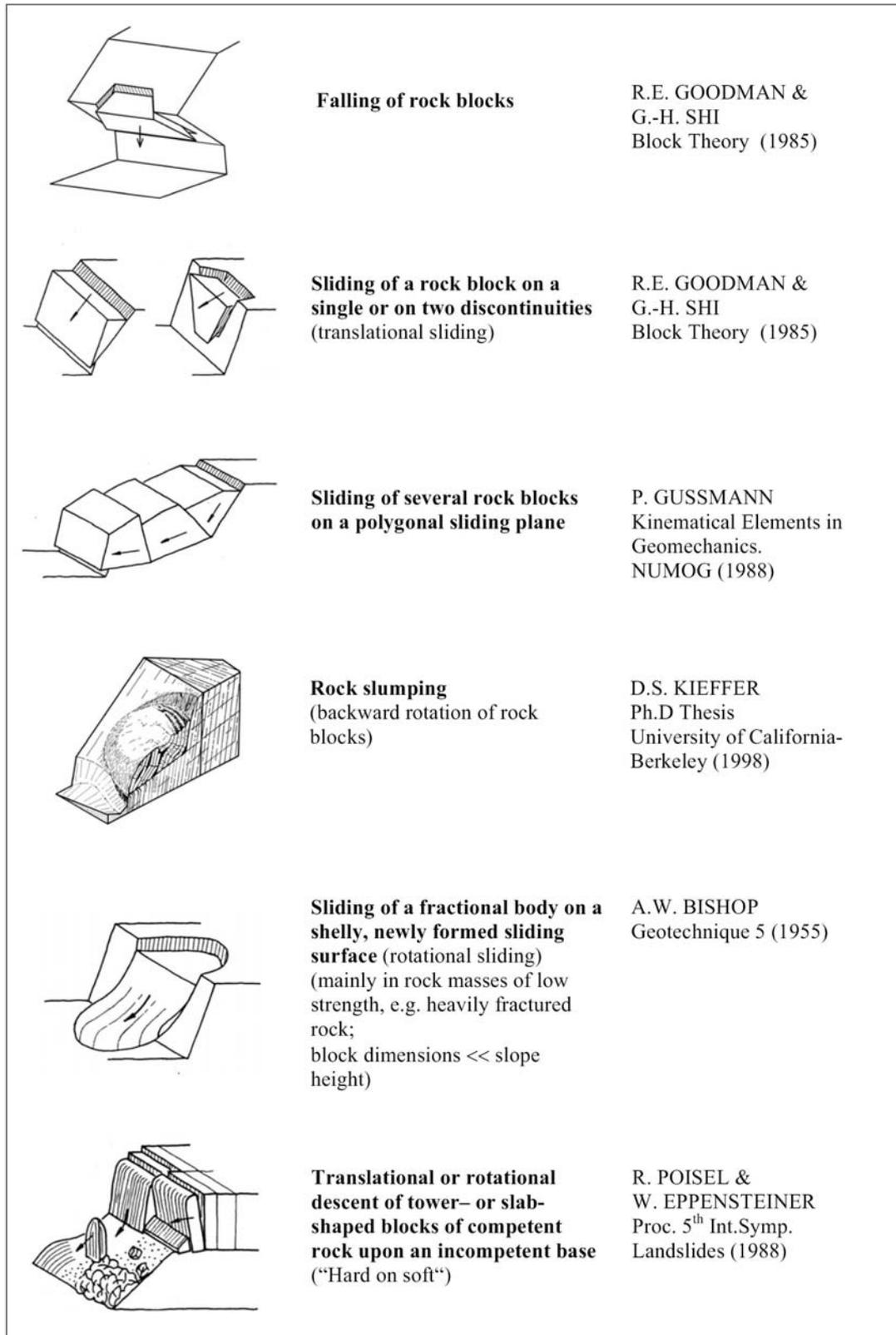


Abbildung 2.2: Versagensmechanismus von Talflanken und Felsböschungen und ihre mechanischen Modelle, Teil 1 (POISEL & PREH, 2004)

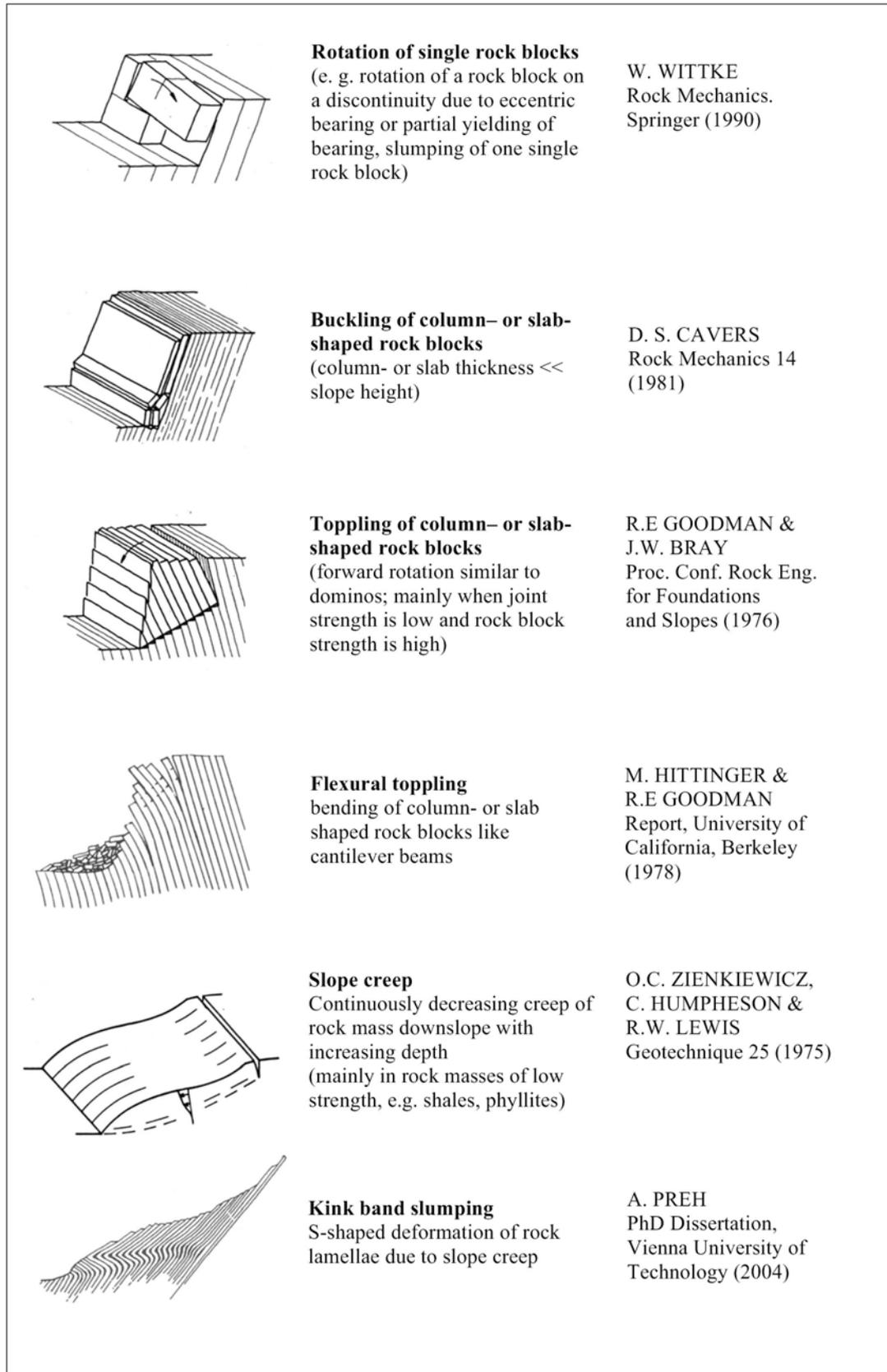


Abbildung 2.3: Versagensmechanismus von Talflanken und Felsböschungen und ihre mechanischen Modelle, Teil 2 (POISEL & PREH, 2004)

2.1.2 Sturzprozesse

Sturzprozesse sind schnelle Massenbewegungen, bei denen das Abbruchmaterial den größten Teil des Weges in der Luft zurücklegt (LATELTIN, 1997). Sie können generell in drei Teilbereiche unterteilt werden: das Abbruchgebiet, die Sturzbahn und das Ablagerungsgebiet

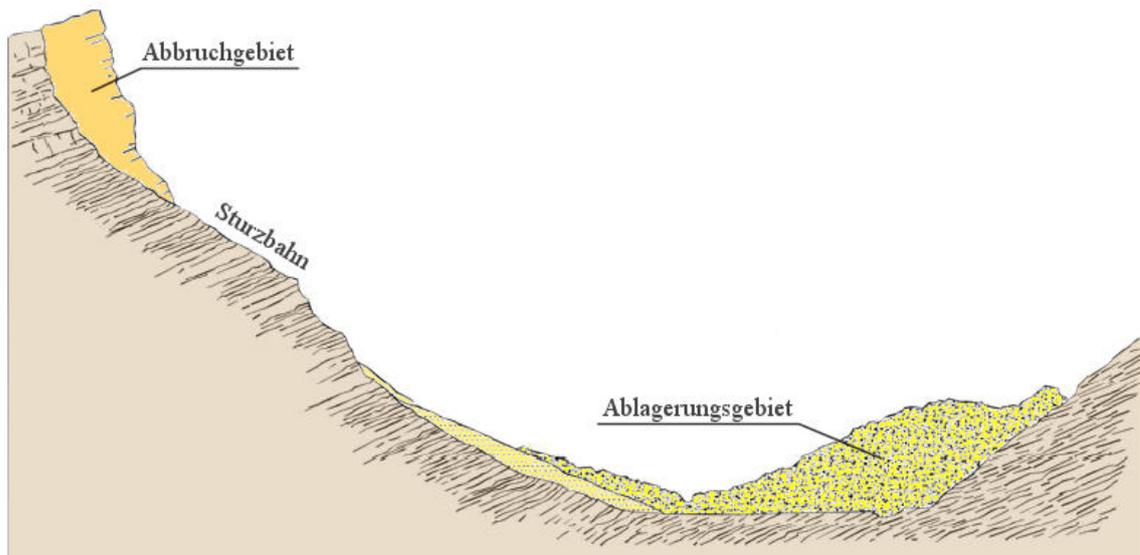


Abbildung 2.4: Teilbereiche eines Sturzprozesses (nach HEIM, 1932)

Im geotechnischen Sprachgebrauch unterteilt man Sturzprozesse je nach Bewegungsmechanismus und Sturzvolumen in folgende Kategorien:

- Steinschlag
- Felssturz
- Bergsturz

In den folgenden Kapiteln werden diese Kategorien näher erläutert und deren Abgrenzung definiert.

2.1.2.1 Steinschlag

Laut KIENHOLZ, ZEILSTRA & HOLLENSTEIN (1998) sind Block- und Steinschlagereignisse charakterisiert durch mehr oder weniger isolierte Stürze von Blöcken ($\varnothing > 50 \text{ cm}$) und Steinen ($\varnothing < 50 \text{ cm}$). Dieser Prozess dokumentiert den stetigen, durch Geologie, Exposition und Verwitterung bestimmten Zerfall einer Felswand. Das Volumen im Fall eines

Steinschlags wird von JOHN & SPANG (1979) mit $0,1 \text{ m}^3$, von KRAUTER (2001) mit 5 m^3 und von ROCHET (1987) mit etwa 250 m^3 angegeben.

Die Sturzgeschwindigkeiten liegen zwischen 5 und 30 m/s ($20 - 110 \text{ km/h}$). Im Allgemeinen kommen Steine und Blöcke bei einer Hangneigung von weniger als 30° zum Stillstand, wobei der Wald eine sehr wichtige Rolle spielt, da durch die Kontakte mit Bäumen die kinetische Energie zum Teil stark reduziert wird.

Die Beurteilung der Intensität eines Steinschlags erfolgt durch die Aufprallenergie (Translations- und Rotationsenergie) im gefährdeten Bereich. Es werden folgende Grenzwerte der kinetischen Energie angegeben (LATELTIN, 1997):

- schwache Intensität $E_{kin} < 30 \text{ kJ}$
- mittlere Intensität $30 \text{ kJ} < E_{kin} < 300 \text{ kJ}$
- starke Intensität $E_{kin} > 300 \text{ kJ}$

Um eine Vorstellung der freigesetzten kinetischen Energie zu erhalten, werden im Folgenden Maßnahmen angegeben, mit welchen eine bestimmte Energiemenge aufgenommen werden kann. 300 kJ entspricht in etwa jener Aufprallenergie die von einer armierten Betonmauer aufgefangen werden kann, während eine Energie von 30 kJ von einer Eisenbahnschwelle aus Eichenholz aufgenommen werden kann (LATELTIN, 1997). Im Vergleich dazu können Steinschlagnetze je nach Typ Aufprallenergien von $500 - 2000 \text{ kJ}$ aufnehmen (GEOBRUGG, 2007).

2.1.2.2 Felssturz

Als Felssturz wird der Sturz einer Felsmasse bezeichnet, die während des Sturzes bzw. beim Aufprall in Blöcke und Steine fraktioniert wird, wobei die Interaktion zwischen den Komponenten bereits einen viel höheren Einfluss auf den Verlauf des Sturzprozesses hat, als bei Stein- oder Blockschlag. Das Materialvolumen beschränkt sich im Allgemeinen auf 100 bis 100.000 m^3 (LATELTIN, 1997)

Die Verlagerungsgeschwindigkeit liegt im Bereich zwischen 10 und 40 m/s ($35 - 145 \text{ km/h}$), dabei werden immer starke Intensitäten ($E_{kin} > 300 \text{ kJ}$) erreicht.

2.1.2.3 Bergsturz

Bei einem Bergsturz handelt es sich um den Absturz sehr großer, im ursprünglichen Verband mehr oder weniger kohärenter Felsmassen unter Erreichung hoher Geschwindigkeiten, wobei der Transportmechanismus durch eine starke Wechselwirkung zwischen den Komponenten („Sturzstrom“) gekennzeichnet ist (KIENHOLZ, ZEILSTRA & HOLLENSTEIN, 1998).

Die Ablagerungsgebiete können Volumina von Millionen Kubikmetern und Flächenausdehnungen von mehr als $0,1 \text{ km}^2$ erreichen. Kennzeichnend dabei sind hohe Sturzgeschwindigkeiten von über 40 m/s (145 km/h). Die Abgrenzung der Begriffe Berg- und Felssturz gestaltet sich jedoch schwierig und wird in der Fachliteratur sehr unterschiedlich gehandhabt.

Aufgrund der enormen Sturzmassen wird die Landschaft durch Bergstürze nachhaltig verändert, in Gebirgstälern führt dies oft zu einem Aufstau von Bächen und Flüssen, verbunden mit der Gefahr eines unter Umständen katastrophalen Wasserausbruchs und der Überflutung der talabwärts liegenden Gebiete (LATELTIN, 1997).

Fels- und Bergstürze kündigen sich meist schon Tage und Wochen im Voraus durch steigende kinematische Aktivität oder durch vermehrten Stein- und Blockschlag an. Bei rechtzeitiger Erkennung solcher Anzeichen können entsprechende Notmaßnahmen eingeleitet und zu gegebener Zeit eine Evakuierung angeordnet werden, wie dies z. B. in Randa (1991) der Fall war (LATELTIN, 1997).



Abbildung 2.5: Bergsturz von Randa im Kanton Wallis in der Schweiz, 1991 (SCHÜPBACH, 2007)

2.2 Felsmassenstürze

ROTH (2003) führte den Begriff Felsmassensturz ein, der sowohl Fels- als auch Bergstürze umfasst. Er soll, im Gegensatz zu den Bezeichnungen Felssturz bzw. Bergsturz, als allgemeine Bezeichnung für eine rasche, sturzartige Massenbewegung verstanden werden, bei der die gegenseitige Beeinflussung der Partikel wesentlich ist. Dabei wird davon ausgegangen, dass auch bei einem Felssturz kleiner Massen die Ausbreitung und Reichweite wesentlich durch die Interaktion zwischen den einzelnen Blöcken beeinflusst wird.

HEIM (1932) hat dieses Phänomen der Trümmerströme mit dem Begriff „Sturzströme“ beschrieben:

„In der stürzenden ungeheuren Trümmermasse verliert jeder Block seine Selbstständigkeit. ... Es entsteht eine einheitliche Summenbewegung, ein gemeinsames Fließen der Masse. ... Die Bewegung wird zu einem gemeinsamen, einheitlichen, brausenden, knirschenden und zermalenden Strömen.“

2.2.1 Bewegungsmechanismen

Bei Felsmassenstürzen treten wie bei einem Steinschlag die Bewegungsmechanismen Fallen, Springen, Rollen und Gleiten der Einzelblöcke auf. Die Bewegungsarten werden durch die oben beschriebene Interaktion der Sturzblöcke wesentlich beeinflusst. Mit dem diskontinuumsmechanischen Programm PFC lassen sich alle diese Mechanismen berücksichtigen, wodurch gute Modellergebnisse erzielt werden können.

2.2.1.1 Freier Fall

Nach der physikalischen Definition zeigt die Fallrichtung eines Sturzblockes, der sich im freien Fall befindet, zum Erdmittelpunkt. Deshalb kann dieser Bewegungsmechanismus nur in senkrechten oder überhängenden Wandpartien auftreten.

Für die Berechnung der Bewegung eines Blockes im freien Fall werden vereinfachende Annahmen getroffen. Durch Vernachlässigung des Luftwiderstandes können die Geschwindigkeit und die kinetische Energie einfach berechnet werden. Experimentelle Messungen haben bestätigt, dass der Einfluss des Luftwiderstandes auf die Bewegung eines Blockes vernachlässigbar klein ist (BOZZOLO, 1987).

Die Geschwindigkeit v und die kinetische Energie E_{kin} können für einen Felsblock im freien Fall wie folgt angegeben werden:

$$v = \sqrt{2 \cdot g \cdot h} \quad (2.1)$$

$$E_{kin} = \frac{1}{2} \cdot m \cdot v^2 \quad (2.2)$$

In den Gleichungen (2.1) und (2.2) werden folgende Variablen verwendet:

h ... Fallhöhe [m]

g ... Erdbeschleunigung [m/s^2]

m ... Sturzmasse [kg]

Beim Aufprall der fallenden Masse kommt es zu großen plastischen Deformationen und dabei geht der größte Teil der Bewegungsenergie verloren. Daher bestimmt die Fallhöhe zwar die Geschwindigkeit und kinetische Energie während des Fallvorganges, hat jedoch auf den weiteren Bewegungsablauf eines Felsblockes nur geringe Auswirkungen. An die Aufschlagzone schließt meist eine Zone springender Bewegung an (BROILI, 1974).

2.2.1.2 Springen

Unter Springen versteht man eine Abfolge von Flugphasen (Parabelflug) und Abprallen vom Hang. Bei jedem Aufprall besteht die Möglichkeit, dass Felsblöcke in eine andere Bewegungsart, wie Gleiten oder Rollen, überwechseln. Die maßgeblichen Größen beim Springen sind Blockgeometrie, Blockgröße, Hangneigung, Bodenart und Oberflächenbeschaffenheit.

Nach JOHN & SPANG (1979) ist das Springen bei Hangneigungen zwischen 45° und 63° die vorherrschende Bewegungsart. Durch Beobachtungen konnte man feststellen, dass große Blöcke kaum springen, sondern meist rollen. Im Gegensatz dazu können kleine Blöcke oft sehr lange springen (BROILI, 1974). Die Sprunghöhen und Sprungweiten von kleinen Blöcken sind ebenfalls größer als jene von Großblöcken.

An den Bewegungsmechanismus Springen schließt häufig eine rollende Bewegung an (BROILI, 1974).

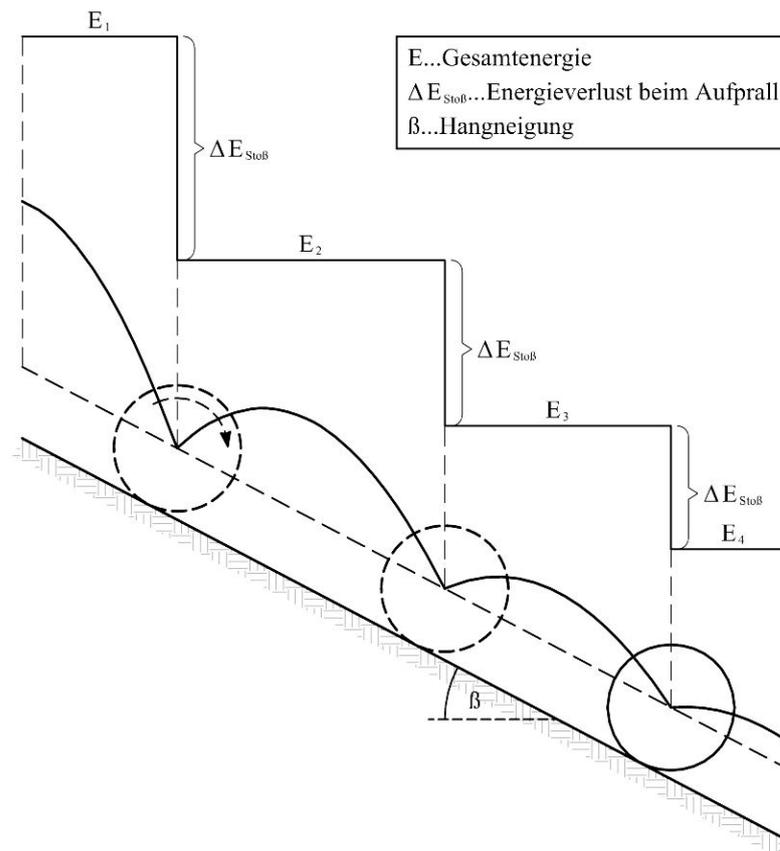


Abbildung 2.6: Grafische Darstellung des Bewegungsmechanismus Springen (nach MEISSEL, 1998)

2.2.1.3 Rollen

Unter Rollen versteht man die Rotation eines Sturzblockes um seine eigene Achse ohne Verlust des Bodenkontaktes.

Rollen ist der dominierende Bewegungsmechanismus auf langen Sturzbahnen und mäßig geneigten Hängen (EVANS & HUNGR, 1993). Als oberen Hangneigungsgrenzwert geben JOHN & SPANG (1979) 45° an.

Für die Beschreibung der Schwerpunktbewegung eines Sturzblockes und für die Abgrenzung von Rollen und Gleiten wird das Coulombsche Reibungsgesetz angewendet (GERBER & SCHEIDEGGER, 1974). Der dabei verwendete Rollreibungskoeffizient hängt ebenfalls von der Blockgeometrie, Blockgröße, Hangneigung, Bodenart und Oberflächenbeschaffenheit ab.

Ein Sturzblock wird im Allgemeinen keine ideal runde bzw. kugelförmige Form aufweisen, sondern eher eckig und unregelmäßig geformt sein (HEIM, 1932). Dadurch kommt es nicht zu reinem Rollen. Durch Unebenheiten der Hänge und deren lokal unterschiedlichen Rauigkeiten wird sich im Allgemeinen eine Mischbewegung aus Rollen und Springen einstellen.

Die kinetische Energie eines starren Körpers mit der Gesamtmasse m und der Geschwindigkeit v setzt sich bei reinem Rollen aus der Summe seiner Translations- und Rotationsenergie zusammen:

$$E_{kin} = E_{tran} + E_{rot} = \frac{1}{2} \cdot m \cdot v^2 + \frac{1}{2} \cdot I \cdot \omega^2, \quad (2.3)$$

wobei I das Trägheitsmoment des Körpers bezüglich seines Schwerpunktes und ω seine Winkelgeschwindigkeit ist.

Für eine Kugel mit dem Radius r und der Masse m ergeben sich Trägheitsmoment I und Winkelgeschwindigkeit ω wie folgt:

$$I = \frac{2}{5} \cdot m \cdot r^2; \quad \omega = \frac{v}{r} \quad (2.4)$$

Setzt man die Werte aus den Gleichungen (2.4) in Gleichung (2.3) ein, so erhält man folgende kinetische Energie:

$$E_{kin} = E_{tran} + E_{rot} = \frac{1}{2} \cdot m \cdot v^2 + \frac{1}{5} \cdot m \cdot v^2 = \frac{7}{10} \cdot m \cdot v^2 \quad (2.5)$$

Man kann also feststellen, dass sich die kinetische Energie einer rollenden Kugel zu 5/7 (71,4 %) aus Translationsenergie und zu 2/7 (28,6 %) aus Rotationsenergie zusammensetzt.

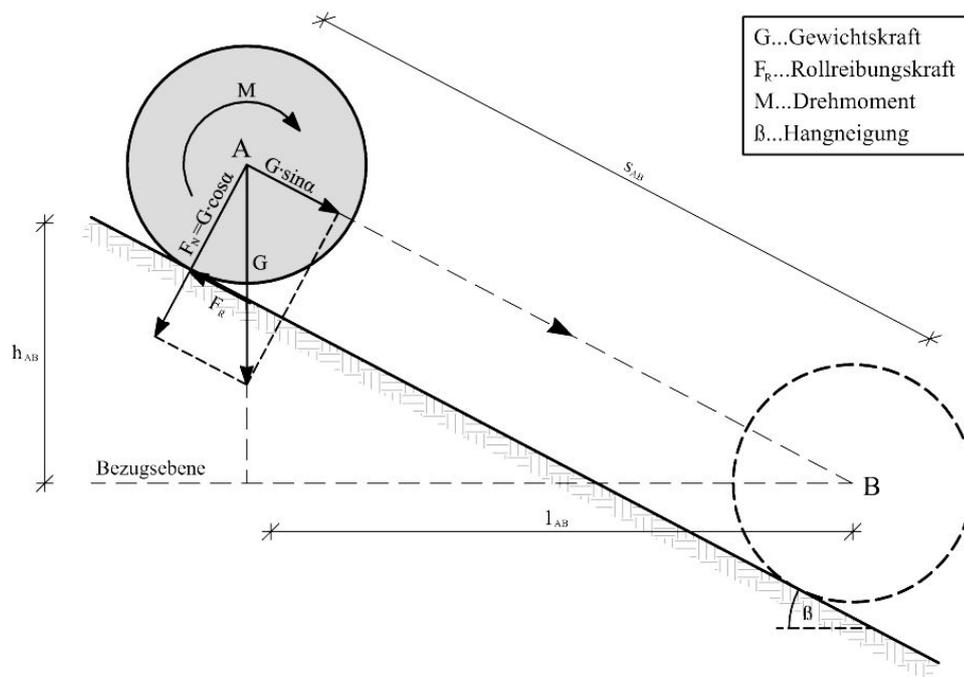


Abbildung 2.7: Grafische Darstellung des Bewegungsmechanismus Rollen

Über den Energieerhaltungssatz können die erforderlichen Größen eines rollenden Blockes auf der schiefen Ebene ermittelt werden. Die Energie im Punkt A setzt sich aus der potentiellen und der kinetischen Energie zusammen:

$$\begin{aligned} E_A &= E_{pot} + E_{kin,A} = m \cdot g \cdot h_{AB} + \frac{7}{10} \cdot m \cdot v_A^2 \\ &= m \cdot g \cdot \sin \beta \cdot s_{AB} + \frac{7}{10} \cdot m \cdot v_A^2 \end{aligned} \quad (2.6)$$

wobei m die Masse des Blockes, v_A die Geschwindigkeit in Punkt A und β die Hangneigung ist. Alle weiteren geometrischen Größen sind in Abbildung 2.7 dargestellt.

Beim Abrollen werden sowohl der rollende Körper, als auch die Unterlage verformt. Dadurch wird die Kontaktkraft zwischen Körper und Unterlage asymmetrisch und ein Rollwiderstand baut sich auf. Der Ersatz der Kontaktkräfte durch statisch äquivalente Einzelkräfte ergibt eine Normalkraft F_N , welche um die Strecke d nach vorne verschoben ist, und eine Reibungskraft F_R entgegen der Bewegungsrichtung.

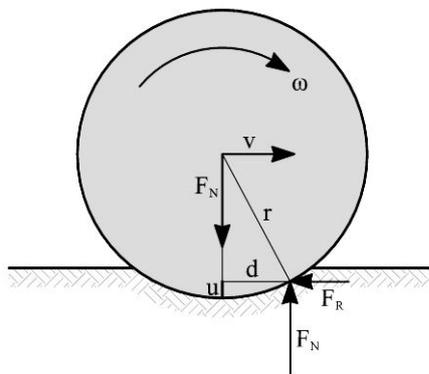


Abbildung 2.8: Grafische Darstellung der Kräfte während des Rollens

Aus den Gleichgewichtsbedingungen folgt eine Rollreibungskraft von

$$F_R = \frac{d}{r} \cdot F_N = c_R \cdot F_N, \quad (2.7)$$

wobei es sich bei c_R um den Rollreibungskoeffizienten handelt. Die Reibungskraft F_R ist demnach vom Radius r des rollenden Körpers, von dessen Normalkraft F_N und deren Exzentrizität d abhängig. Im Gegensatz dazu hat bei der Gleitreibung die Größe des Körpers keinen Einfluss.

Der Rollreibungskoeffizient kann über die Einsinktiefe u und den Radius r ausgedrückt werden, die geometrischen Beziehungen hierfür sind in Abbildung 2.8 dargestellt.

$$c_R = \frac{\sqrt{u \cdot (2r - u)}}{r} \quad (2.8)$$

Betrachtet man einen kugelförmigen Block auf der schiefen Ebene, so kann man feststellen, dass er zu rollen beginnt, wenn die hangparallele Komponente der Gewichtskraft größer ist als die Rollreibungskraft (siehe Abbildung 2.7).

Wegen des Rollwiderstandes, tritt im Punkt B, zusätzlich zur kinetischen Energie, eine Reibungsenergie auf. Die Energie im Punkt B setzt sich daher wie folgt zusammen:

$$\begin{aligned} E_B &= E_{kin,B} + E_{reib} = \frac{7}{10} \cdot m \cdot v_B^2 + c_R \cdot F_N \cdot s_{AB} \\ &= \frac{7}{10} \cdot m \cdot v_B^2 + c_R \cdot m \cdot g \cdot \cos \beta \cdot s_{AB} \end{aligned} \quad (2.9)$$

Bei v_B handelt es sich um die Geschwindigkeit des Blockes in Punkt B.

Nach dem Energieerhaltungssatz können die Gleichungen (2.6) und (2.9) gleichgesetzt werden und man erhält im Punkt B folgende Geschwindigkeit:

$$v_B = \sqrt{v_A^2 + \frac{10}{7} \cdot g \cdot s_{AB} \cdot (\sin \beta - c_R \cdot \cos \beta)} \quad (2.10)$$

Eine konstante Geschwindigkeit ($v_A = v_B$) tritt auf, wenn der Rollreibungskoeffizient c_R gleich dem Tangens der Hangneigung β ist. Damit ein Block aus der Ruhelage in die Bewegung des Rollens übergehen kann muss also $c_R < \tan \beta$ sein, falls $c_R > \tan \beta$ ist, wird der Block auf der schiefen Ebene abgebremst.

Beispiel 1: Rollender Block auf einer schiefen Ebene

$$v_A = 0; \beta = 45^\circ; s_{AB} = 100m; \gamma = 2700 \text{ kg/m}^3; r = 2,5m; u = 0,15m$$

$$c_R = \frac{\sqrt{u \cdot (2r - u)}}{r} = 0,341; \quad m = \rho \cdot V = \rho \cdot 4/3 \cdot \pi \cdot r^3 = 28274 \text{ kg}$$

$$v_{B,roll} = \sqrt{v_A^2 + \frac{10}{7} \cdot g \cdot s_{AB} \cdot (\sin \beta - c_R \cdot \cos \beta)} = 25,55 \text{ m/s}$$

$$E_{B,kin,roll} = \frac{7}{10} \cdot m \cdot v^2 = 12,9 \cdot 10^3 \text{ kJ}$$

2.2.1.4 Gleiten

Unter Gleiten versteht man die reine Translation eines Körpers mit durchgehendem Bodenkontakt. Dieser Mechanismus tritt im Wesentlichen am Beginn und am Ende eines Sturzprozesses auf. Die Bewegung geht meist nach einer kurzen Gleitphase sofort in eine Rollphase über, insbesondere beim Vorhandensein von lokalen Neigungsänderungen (BOZZOLO, 1987).

Maßgeblich für das Gleiten eines Blockes sind der Gleitreibungskoeffizient und die Hangneigung. Wird die Widerstandskraft (resultierend aus Gleitreibung) geringer als die treibende Kraft ($F_G < G \cdot \sin \alpha$), beginnt ein Felsblock zu gleiten.

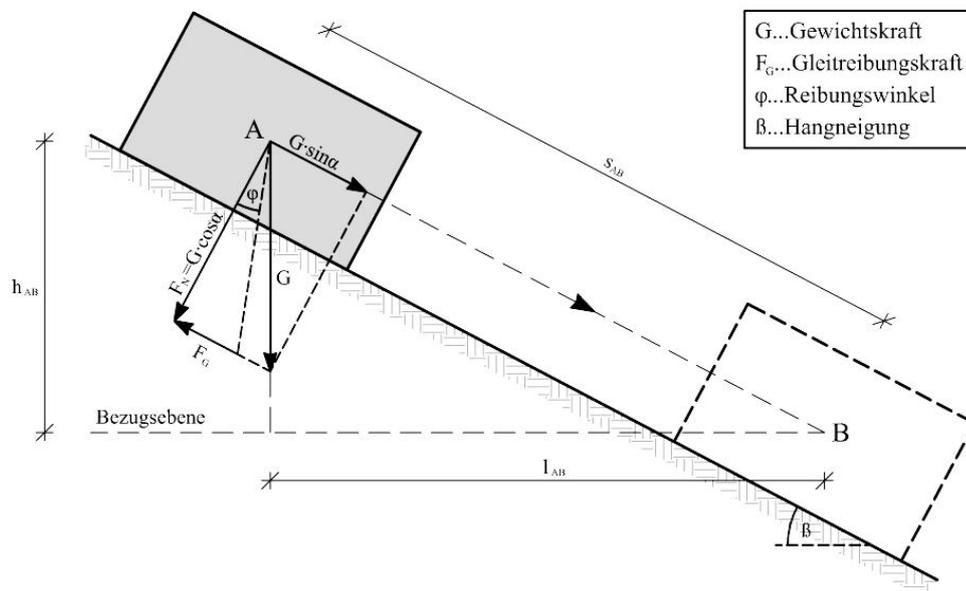


Abbildung 2.9: Grafische Darstellung des Bewegungsmechanismus Gleiten

Über den Energieerhaltungssatz können die erforderlichen Größen eines gleitenden Blockes auf der schiefen Ebene ermittelt werden. Die Energie im Punkt A setzt sich aus der potentiellen und der kinetischen Energie zusammen:

$$\begin{aligned}
 E_A &= E_{pot} + E_{kin,A} = m \cdot g \cdot h_{AB} + \frac{1}{2} \cdot m \cdot v_A^2 \\
 &= m \cdot g \cdot \sin \beta \cdot s_{AB} + \frac{1}{2} \cdot m \cdot v_A^2
 \end{aligned}
 \tag{2.11}$$

wobei m die Masse des Blockes, v_A die Geschwindigkeit in Punkt A und β die Hangneigung ist.

Unter Voraussetzung der Coulombschen Reibung erhält man die Gleitreibungskraft wie folgt:

$$F_G = \mu \cdot F_N = \tan \varphi \cdot F_N, \quad (2.12)$$

wobei es sich bei μ um den Gleitreibungskoeffizienten und bei φ um den Reibungswinkel handelt. F_N ist die Normalkraftkomponente der Gewichtskraft des gleitenden Blockes.

Wegen des Reibungswiderstandes tritt im Punkt B, zusätzlich zur kinetischen Energie, eine Reibungsenergie auf. Die Energie im Punkt B setzt sich daher wie folgt zusammen:

$$\begin{aligned} E_B &= E_{kin,B} + E_{reib} = \frac{1}{2} \cdot m \cdot v_B^2 + \mu \cdot F_N \cdot s_{AB} \\ &= \frac{1}{2} \cdot m \cdot v_B^2 + \mu \cdot m \cdot g \cdot \cos \beta \cdot s_{AB} \end{aligned} \quad (2.13)$$

Bei v_B handelt es sich um die Geschwindigkeit des Blockes in Punkt B.

Nach dem Energieerhaltungssatz können die Gleichungen (2.11) und (2.13) gleichgesetzt werden und man erhält im Punkt B folgende Geschwindigkeit:

$$v_B = \sqrt{v_A^2 + 2 \cdot g \cdot s_{AB} \cdot (\sin \beta - \mu \cdot \cos \beta)} \quad (2.14)$$

Eine konstante Geschwindigkeit ($v_A = v_B$) tritt auf, wenn der Reibungswinkel φ gleich der Hangneigung β ist. Das heißt ein Felsblock beginnt zu Gleiten, wenn der Reibungswinkel kleiner als die Hangneigung ist. Falls $\varphi > \beta$ ist, wird der Block auf der schiefen Ebene abgebremst.

Beispiel 2: Gleitender Block auf einer schiefen Ebene unter Verwendung derselben Parameter wie in Beispiel 1 (siehe Kapitel 2.2.1.3)

$$v_A = 0; \beta = 45^\circ; s_{AB} = 100m; m = 28274kg; \varphi = 30^\circ$$

$$\mu = \tan \varphi = 0,577$$

$$v_{B,gleit} = \sqrt{v_A^2 + 2 \cdot g \cdot s_{AB} \cdot (\sin \beta - \mu \cdot \cos \beta)} = 24,22 \text{ m/s}$$

$$E_{B,kin,gleit} = \frac{1}{2} \cdot m \cdot v^2 = 8,2 \cdot 10^3 \text{ kJ}$$

Der Vergleich der kinetischen Energie des rollenden Blockes, mit jener des gleitenden Blockes wurde angeführt, damit man erahnen kann, welche kinetische Energie bei den verschiedenen Bewegungsmechanismen aufgebaut wird. Für die gewählten Parameter wird beim Rollen etwa 1,5-mal so viel kinetische Energie aufgebaut, wie beim Gleiten (siehe Kapitel 2.2.1.3, Beispiel 1 und Kapitel 2.2.1.4, Beispiel 2). Dabei weisen die beiden schiefen Ebenen dieselben Hangneigungen auf, weiters besitzen die Sturzblöcke dieselbe Masse. Jedoch kann man sich nicht auf diesen Vergleich beziehen, da die Rollreibungs- und Gleitreibungskoeffizienten, je nach Oberflächenbeschaffenheit, sehr stark variieren. Weiters hängt die aufgebaute kinetische Energie stark von der Länge der Sturzbahn ab.

Haben zwei Blöcke dieselbe Masse und Geschwindigkeit, so würde die kinetische Energie des gleitenden Blockes $5/7$ der kinetischen Energie des rollenden Blockes betragen.

2.2.1.5 Interaktion zwischen den Blöcken

HEIM (1932) bezeichnet den Bewegungsvorgang großer zusammenhängender Felsmassen, bestehend aus trockenem Felsschutt, als Strömen. Als untere Grenze gibt er dabei eine Masse von $500.000 m^3$ und eine Sturzhöhe von einigen hundert Metern an. Der Trümmerstrom kann, muss aber nicht, in einer Rinne zusammengehalten werden. Das Strömen der Felsmasse muss nicht auf Grund eines Wasser-Fels-Gemisches, wie beispielsweise bei einer Mure, zustande kommen.

Die genauen Vorgänge und mechanischen Zusammenhänge beim Strömen bzw. Fließen sind nicht geklärt, es wurde jedoch versucht, das Bewegungsverhalten anhand von Ansätzen aus der Kontinuums- und Flüssigkeitsmechanik zu modellieren.

2.2.2 Beschreibung der Reichweite

Die Reichweite eines Felsmassensturzes hängt mit der Sturzmasse, der Absturzhöhe und der Regelmäßigkeit der Fahrbahn zusammen (HEIM, 1932). Sie wird häufig mittels Angabe des zurückgelegten Höhenunterschiedes und der zurückgelegten Grundrisslänge beschrieben. Wie man in Abbildung 2.10 sieht, kann die Grundrisslänge dabei unterschiedlich definiert werden (MEISSL, 1998).

Um die Reichweite anhand eines charakteristischen Maßes leichter abschätzen zu können, wurden verschiedene Gefälle- und Böschungslinien definiert, die man Längsprofilen von Felsmassenstürzen entnehmen kann.

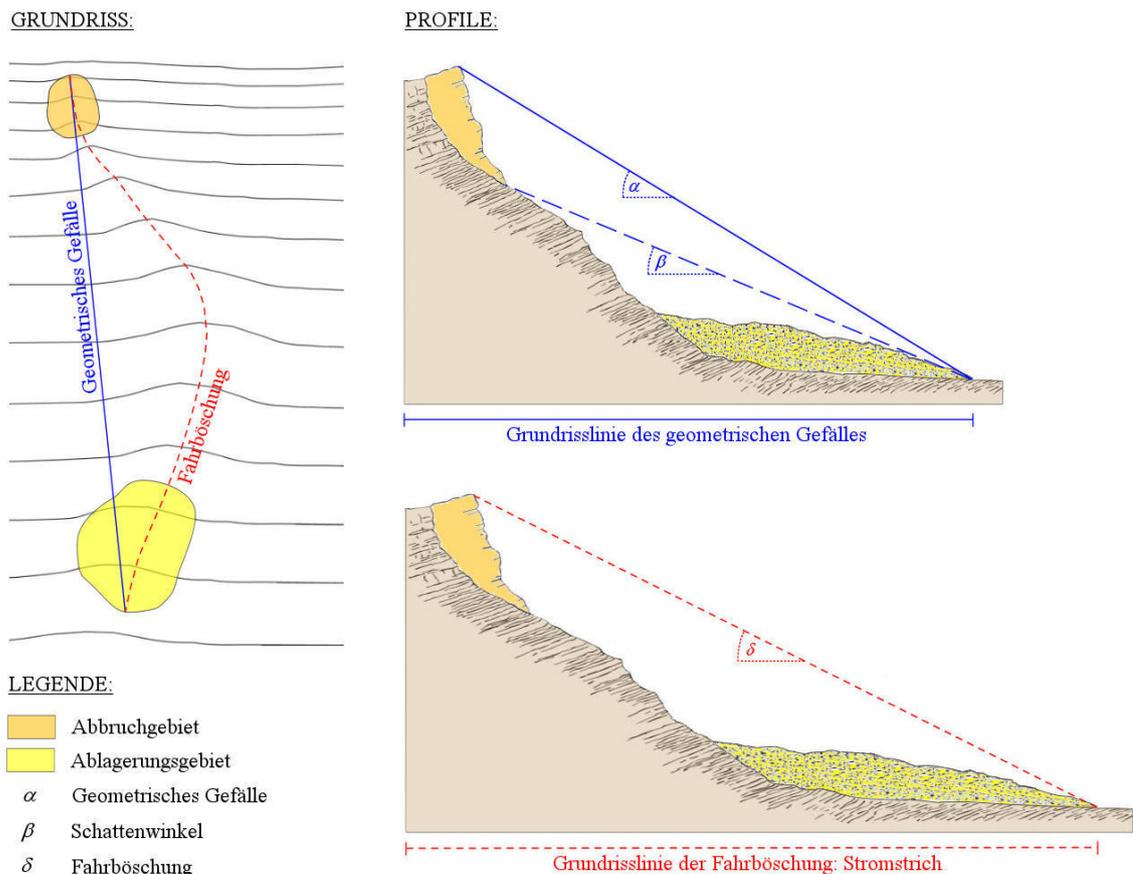


Abbildung 2.10: Darstellung des geometrischen Gefälles, des Schattenwinkels und der Fahrböschung in Grundriss und Profil (nach MEISSEL, 1998)

2.2.2.1 Geometrisches Gefälle

Das geometrische Gefälle ist die Neigung der Verbindungsgeraden zwischen dem obersten Punkt der abgelösten Masse und dem tiefsten bzw. am weitest entfernten Punkt der Ablagerung (siehe Abbildung 2.10). Dieser Winkel kann leicht bestimmt werden, hängt aber sehr stark von den zufälligen Unregelmäßigkeiten und Krümmungen der Fahrbahn ab (HEIM, 1932).

2.2.2.2 Schwerpunktsgefälle

Das Schwerpunktsgefälle gibt die Neigung der Verbindungsgeraden vom Schwerpunkt des Abbruchgebietes zum Schwerpunkt des Ablagerungsgebietes an. Die Messung dieses Gefälles gestaltet sich jedoch schwierig, da es oft nur schwer möglich ist die Schwerpunkte zu bestimmen.

2.2.2.3 Fahrböschung

Die Fahrböschung bezeichnet die Neigung der entlang der Sturzbahn verlaufenden Verbindungslinie zwischen dem obersten Anrisspunkt im Abbruchgebiet und dem tiefsten bzw. fernsten Punkt der Ablagerung (HEIM, 1932). Da die Sturzbahn länger ist als die direkte Verbindung von Abbruchgebiet und Ablagerungsfläche, ist die Fahrböschung immer flacher als das geometrische Gefälle (siehe Abbildung 2.10). Die Unterschiede werden umso geringer, je geradliniger die Sturzbahn verläuft. Die Reichweite eines Felsmassensturzes wird in der Regel mit der Fahrböschung angegeben, da diese die größte Aussagekraft besitzt.

2.2.2.4 Brandungsböschung

Unter Brandung versteht man jenen Bereich, in dem die Sturzmasse am Gegenhang hinaufläuft und stehen bleibt. Die Brandungsböschung ist die Neigung der direkten Verbindungslinie vom obersten Abbruchrand zum obersten Punkt der Brandungswelle (HEIM, 1932).

2.2.2.5 Schattenwinkel

Die Größe der Fahrböschung ist von der Länge der Strecke, die die Sturzmasse im freien Fall zurücklegt (Fallhöhe), abhängig. Da beim ersten Aufprall am Wandfuß aber ein Großteil der kinetischen Energie verloren geht, hat die Fallhöhe auf die Reichweite der Sturzmasse nur geringen Einfluss. Deshalb führten EVANS & HUNGR (1988) den Begriff Schattenwinkel bzw. mittlere Neigung des Sturzhangs ein, der nicht von der Oberkante des Abbruchgebietes, sondern vom oberen Rand des Ablagerungsgebietes (Spitze des Sturzkegels) aus gemessen wird (siehe Abbildung 2.10).

3 Grundlagen des Particle Flow Codes (PFC)

Der Particle Flow Code (PFC) ist ein Verfahren zur numerischen Modellierung von komplexen Systemen auf der Basis der Methode der Distinkten Elemente (HART, 1996).

Mit dem Particle Flow Code können sowohl zweidimensionale (PFC^{2D}) als auch dreidimensionale Modelle (PFC^{3D}) gerechnet werden. Die Erklärung der Grundlagen erfolgt nach PREH (2004) und ITASCA (2005), wobei nur auf PFC^{3D} eingegangen wird, da während dieser Arbeit nur mit diesem gearbeitet wurde

Ein PFC^{3D}-Modell besteht aus zweidimensionalen Wandelementen, welche bei Massenstürzen den nicht bewegten Untergrund darstellen, sowie aus kugelförmigen Partikeln, mit welchen die Sturzmasse modelliert wird. Die Partikel können beliebig angeordnet und zu Einheiten verbunden werden. Der Berechnungsalgorithmus von PFC verfügt über eine Detektionsautomatik, die alle, sich aufgrund der Partikelbewegungen einstellenden Kontakte – sowohl mit einem anderen Partikel als auch mit einem Wandelement – erkennt. Weiters sind durch den Berechnungsalgorithmus alle kinematischen Bewegungsmöglichkeiten eines jeden Partikels zu jedem Zeitpunkt der Modellierung gewährleistet, wobei es aufgrund der im Modell herrschenden physikalischen Zustände jederzeit zur Aufhebung oder Neubildung von Kontakten kommen kann. Die Partikel können an ihren Berührungspunkten zu Festkörpern verbunden werden, diese können wiederum durch Schädigung der Bindungen zerstört werden. Ein wesentlicher Vorteil des Systems liegt darin, dass makro- und mikromechanische Prozesse gleichzeitig modelliert werden können. Aufgrund des expliziten Lösungsverfahrens und der geometrischen Einfachheit der Grundbausteine können selbst im PC-Bereich ausgesprochen große Systeme mit starken Nichtlinearitäten bzw. physikalischen Instabilitäten zeit- und kosteneffektiv berechnet werden (PREH, 2004).

PFC verwendet folgende Rechnungsgrundlagen bzw. Vereinfachungen:

1. Alle Partikel werden als starre Objekte behandelt.
2. Die Kontakte beschränken sich auf eine unendlich kleine Fläche (Punkt, bzw. Linie).
3. Das Verhalten der Kontakte beruht auf einem weichen Stoß mit einer endlichen Normalsteifigkeit der Partikel. Diese dürfen sich dabei an den Kontaktpunkten überlappen.

4. Die Größe der Überlappung hängt von der Steifigkeit der Partikel und der Kontaktkraft ab und ist klein im Verhältnis zur Teilchengröße.
5. Zwischen zwei Partikeln können an den Kontaktpunkten Bindungen definiert werden.
6. Geometrisch komplizierte Elementarbausteine werden durch den Zusammenschluss mehrerer Kugel- bzw. Wandelemente hergestellt, die dann wiederum einen neuen Elementarbaustein darstellen.

3.1 Distinkte Elemente Methode

Die Diskrete-Elemente-Methode (DEM) wurde in den 70er Jahren von CUNDALL & STRACK (1979) zur Lösung felsmechanischer Probleme entwickelt. CUNDALL & HART (1992) schlagen vor, dass der Begriff Diskrete-Elemente-Methode auf Algorithmen angewendet werden sollte, die zum einen endliche Verschiebungen und Rotationen diskreter Körper, einschließlich ihrer vollständigen Trennung, zulassen und zum anderen neue Kontakte automatisch erkennen.

Diese Forderungen werden auch von der ereignisgesteuerten Methode erfüllt. Um das Modell mit weichen Partikelkontakten endlicher Dauer von dieser zu unterscheiden, verwenden CUNDALL & STRACK den Begriff Distinkte-Elemente-Methode. Diese bildet die Grundlage für die Berechnungen mit PFC.

Wesentliche Merkmale der Diskrete-Elemente-Verfahren sind:

- Die diskreten Elemente müssen durch geeignete geometrisch beschreibbare Körper approximiert werden. Da der Schritt von einem kontinuumsmechanischen Modell zu einem partikelmechanischen Modell im Allgemeinen schon zu wesentlich realistischeren Ergebnissen führt, genügt, wie am Beispiel von PFC, die einfache Kugelform. Das Materialverhalten kann starr oder verformbar angenommen werden. Falls es zu Bewegungen in den Kontakten kommt, ist eine Annahme von starren Blöcken gerechtfertigt, falls jedoch starke Verformungen zu erwarten sind, sollte eine Verformbarkeit der Elemente gewährleistet werden.
- Um die Wechselwirkung der Blöcke zu erfassen, werden Kontakte formuliert. Diese können nach Geometrie (Punkt-, Linien-, oder Flächenkontakt) und Art der Wechselwirkung unterschieden werden. Die Berührungspunkte werden durch geeignete Kontaktmodelle, wie z.B. elastisches Kraftverschiebungsgesetz,

Coulombsche Reibung und viskose Dämpfung abgebildet (siehe Abbildung 3.1). Außerdem lassen sich Bindungskräfte berücksichtigen.

- Für die Kontaktmittlung werden leistungsfähige Algorithmen eingesetzt, welche ermitteln, ob Blöcke in Kontakt sind, während der Berechnung in Kontakt treten können oder ihren Kontakt verlieren können. Bei beliebig geformten polygonalen Körpern ist die Kontaktmittlung äußerst zeitaufwendig. Aus allen an einem Partikel angreifenden Kontaktkräften wird eine resultierende Kraft errechnet, mit deren Hilfe die Newtonsche Bewegungsgleichung aufgestellt wird. Durch Numerische Integration über einen kurzen Zeitschritt ergeben sich die neuen Positionen und Geschwindigkeiten der verschiedenen Partikel.

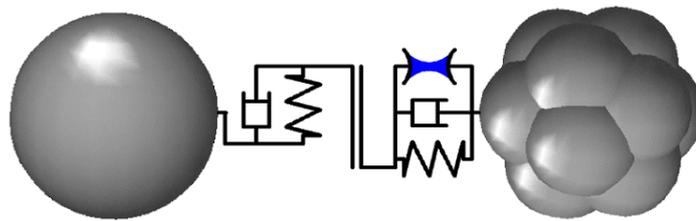


Abbildung 3.1: Beispiel eines Kontaktmodells für die Diskrete-Elemente-Methode. Feder (elastisches Kraft-Verformungsgesetz), Dämpfer (viskoses Dämpfungsgesetz), Reibelement (Coulombsche Reibung), Meniskus (pendulare Flüssigkeitsbrücke)
(GRÖGER, TÜZÜN & HEYES, 2003)

Zur Minimierung der Rechenzeit und zur Erhöhung der Anzahl der Partikel wurde die DEM für PFC^{3D} folgendermaßen modifiziert:

- Die Partikel haben eine einfache Kugelform und dadurch reduziert sich die Kontaktfläche auf einen Punkt.
- Die Partikel sind nicht deformierbar, sondern starre Gebilde.
- Die Deformierbarkeit eines Partikelsystems wird durch Stoffgesetze zwischen den Partikeln erreicht.
- Geometrisch komplizierte Bausteine werden durch den Zusammenschluss mehrerer Kugelemente dargestellt.

3.2 Berechnungskreislauf

Der Berechnungskreislauf von PFC besteht aus einem expliziten, zeitgesteuerten Algorithmus. Der explizite Berechnungsalgorithmus bietet einen Vorteil, wenn große, stark nichtlineare und physikalisch instabile Prozesse mit großen Deformationen betrachtet werden. Aus allen an einem Partikel angreifenden Kontaktkräften wird eine resultierende Kraft errechnet, mit deren Hilfe die Newtonsche Bewegungsgleichung aufgestellt wird. Aus dieser Gleichung können für jedes Partikel die neue Position und Geschwindigkeit durch numerische Integration über einen sehr kurzen Zeitschritt errechnet werden. Es wird also das Bewegungsgesetz für jedes Partikel und das Kraftverschiebungsgesetz für jeden Kontakt angewendet (siehe Abbildung 3.2). Eine Kopplung der Beziehungen für jedes einzelne Partikel zu einer Gesamtmatrix findet nicht statt. Kontakte zwischen zwei Bällen oder einem Ball und einer Wand können während dem Verlauf einer Simulation automatisch gebildet oder gelöst werden. Am Beginn eines jeden Zeitschritts wird die Kontaktliste auf neuesten Stand gebracht, d. h. neue Kontakte müssen detektiert und aufgelöste Kontakte gelöscht werden.

Durch die wiederholte Ausführung dieses Zyklusses wird die zeitliche Entwicklung des gesamten Partikelsystems simuliert. Die Berechnung ist beendet, wenn ein Abbruchkriterium erfüllt ist. Dies kann eine vorgegebene Anzahl an Berechnungsschritten oder ein Toleranzkriterium sein.

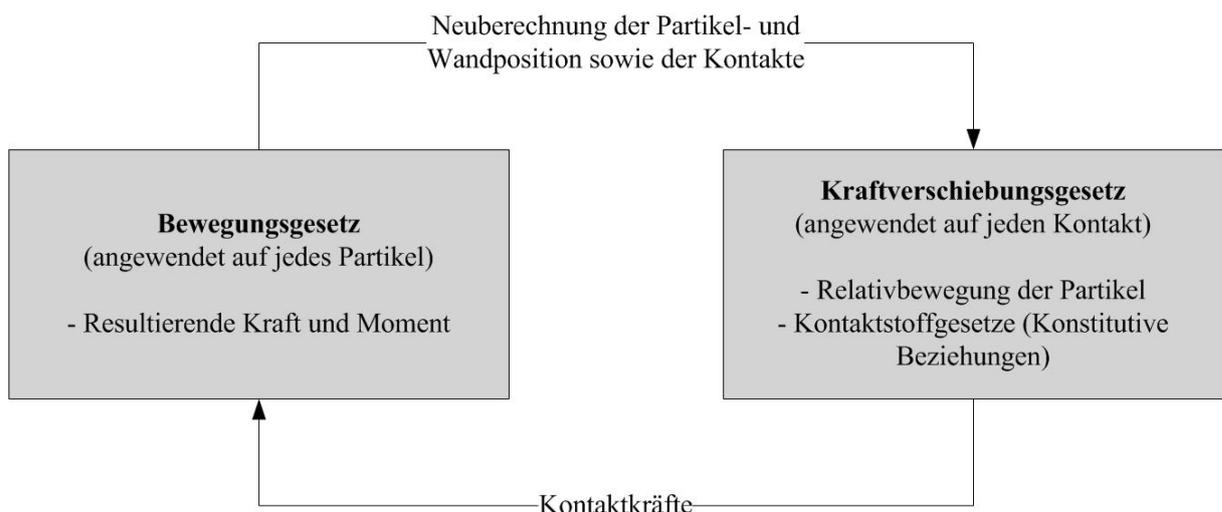


Abbildung 3.2: Berechnungszyklus in PFC (nach ITASCA, 2005)

3.3 Kraftverschiebungsgesetz

Das Kraftverschiebungsgesetz stellt eine Beziehung der Relativverschiebung zweier Partikel an einem Kontakt zur Kontaktkraft her. Diese Kontaktkraft wirkt gemäß den unter 3.1 erklärten Voraussetzungen der DEM sowohl für Ball-Ball-Kontakt als auch für Ball-Wand-Kontakt in einem Punkt. In den nachfolgenden Gleichungen bezeichnen die Größen mit dem Index i immer Vektoren mit den Komponenten $\{1, 2, 3\}$ im dreidimensionalen Raum.

Das Kraftverschiebungsgesetz wird an einem Kontakt angewendet und durch den Kontaktpunkt $x_i^{[C]}$ beschrieben, welcher auf der Kontaktfläche liegt, die durch den Einheitsnormalvektor n_i beschrieben wird. Bei einem Ball-Ball-Kontakt liegt der Normalvektor auf der Verbindungslinie der Ballmittelpunkte, bei einem Ball-Wand-Kontakt auf der kürzesten Verbindungslinie zwischen Ballmittelpunkt und Wand. Die Kontaktkraft wird in eine Normalkomponente und in eine Scherkomponente aufgeteilt. Die erstere zeigt in Richtung des Normalvektors, während die letztere in der Kontaktebene liegt. Das Kraftverschiebungsgesetz setzt diese Kraftkomponenten (über Normal- und Schersteifigkeiten am Kontakt) in Beziehung zu den dazugehörigen Relativverschiebungen.

In den folgenden Absätzen wird das Kraftverschiebungsgesetz für den Ball-Ball-Kontakt sowie den Ball-Wand-Kontakt beschrieben.

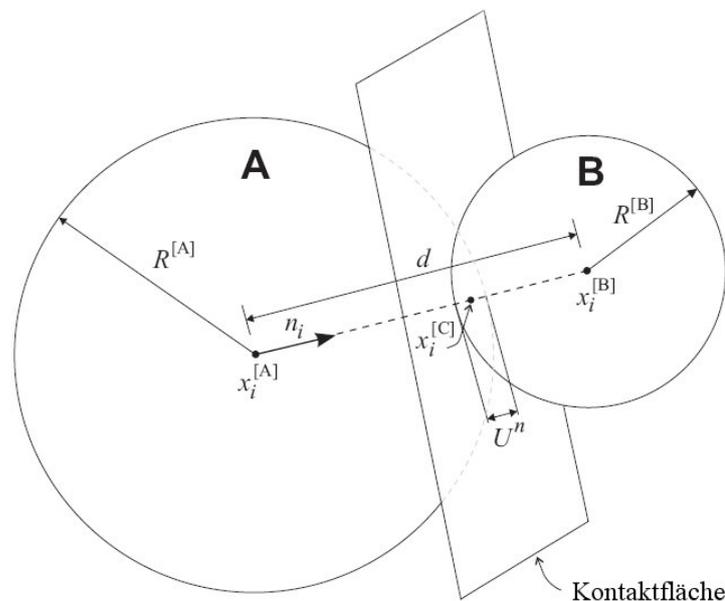


Abbildung 3.3: Schematische Darstellung eines Ball-Ball-Kontaktes (ITASCA, 2005)

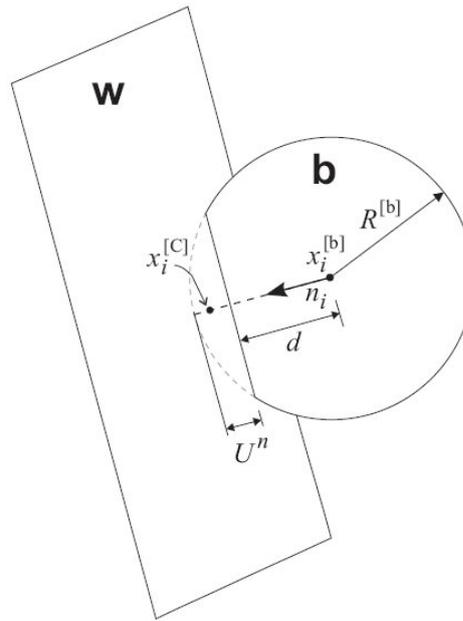


Abbildung 3.4: Schematische Darstellung eines Ball-Wand-Kontaktes (ITASCA, 2005)

Abbildung 3.3 zeigt den Fall eines Ball-Ball-Kontaktes, für die Veranschaulichung der zugehörigen Gleichungen werden die kugelförmigen Partikel mit A und B und die Überlappung der Partikel mit U^n bezeichnet. Der Normalvektor n_i , welcher die Kontaktebene definiert ist wie folgt gegeben:

$$n_i = \frac{x_i^{[B]} - x_i^{[A]}}{d} \quad (3.1)$$

$x_i^{[A]}$ bzw. $x_i^{[B]}$ sind die Positionsvektoren der Mittelpunkte der Partikel A bzw. B. Der Abstand zwischen den beiden Kugelmittelpunkten wird mit d bezeichnet.

$$d = |x_i^{[B]} - x_i^{[A]}| = \sqrt{(x_i^{[B]} - x_i^{[A]})(x_i^{[B]} - x_i^{[A]})} \quad (3.2)$$

Beim Ball-Wand-Kontakt (siehe Abbildung 3.4) zeigt n_i in Richtung der kürzesten Verbindungslinie d zwischen Ballmittelpunkt und Wand, wobei der Ball mit b und die Wand mit w bezeichnet werden. Die Lage des Normalvektors bedarf einer genaueren Betrachtung und wird anhand eines zweidimensionalen Beispiels in Abbildung 3.5 erklärt. Die dargestellte zweidimensionale Wand besteht aus den Liniensegmenten AB und BC. Wände haben in PFC eine aktive und eine inaktive Seite, wobei Ball-Wand-Kontakte nur auf der aktiven Seite erkannt werden. Der Raum der aktiven Seite (in diesem Fall rechts des Wandelementes) wird anhand der Wandnormalen an den Eckpunkten in fünf Bereiche unterteilt. Liegt der

Ballmittelpunkt in den Bereichen 2 oder 4, so berührt der Ball die Wand entlang der Linien AB oder BC und der Normalvektor liegt senkrecht auf das entsprechende Wandelement. Befindet sich der Mittelpunkt des Balles in den Bereichen 1, 3 oder 5, so berührt er die Wand an einem ihrer Endpunkte und n_i liegt auf der Verbindungslinie zwischen dem Endpunkt und dem Ballmittelpunkt.

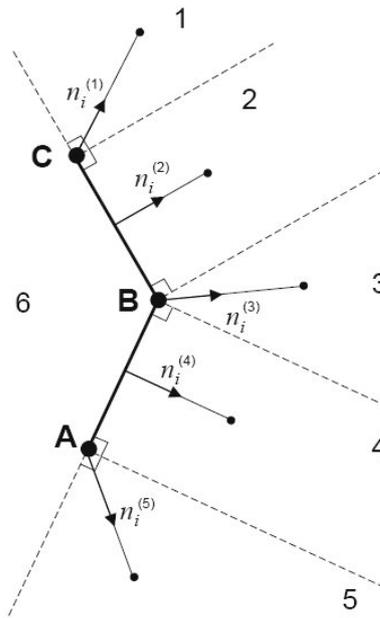


Abbildung 3.5: Festlegung der Richtung des Normalvektors n_i bei einem Ball-Wand-Kontakt (ITASCA, 2005)

Die Überlappung U^n (siehe Abbildung 3.3 und Abbildung 3.4) ist definiert als die Relativverschiebung an den Kontakten in Richtung der Normalen und ergibt sich wie folgt:

$$U^n = \begin{cases} R^{[A]} + R^{[B]} - d & \text{(Ball-Ball)} \\ R^{[b]} - d & \text{(Ball-Wand)} \end{cases}, \quad (3.3)$$

wobei $R^{[\Omega]}$ der Radius des Balles Ω ist.

Die Lage des Kontaktpunktes wird folgendermaßen bestimmt:

$$x_i^{[c]} = \begin{cases} x_i^{[A]} + \left(R^{[A]} - \frac{1}{2}U^n\right) \cdot n_i & \text{(Ball-Ball)} \\ x_i^{[b]} + \left(R^{[b]} - \frac{1}{2}U^n\right) \cdot n_i & \text{(Ball-Wand)} \end{cases} \quad (3.4)$$

Der Kontaktvektor F_i kann in eine Normalkraftkomponente F_i^n und in eine Scherkraftkomponente F_i^s zerlegt werden.

$$F_i = F_i^n + F_i^s \quad (3.5)$$

Der Normalkraftvektor F_i^n im Kontaktpunkt wird aus der Überlappung U^n und der Normalsteifigkeit K^n [Kraft/Verschiebung] ermittelt.

$$F_i^n = K^n \cdot U^n \cdot n_i \quad (3.6)$$

Der Wert K^n wird vom gegenwärtigen Kontaktsteifigkeitsmodell bestimmt. Man muss beachten, dass die Normalsteifigkeit K^n einem Sekantenmodul entspricht, der sich auf die Gesamtverschiebung und Gesamtnormalkraft bezieht. Die Berechnung der Normalkraft aus der aktuellen Geometrie verringert die Fehleranfälligkeit des Rechenprozesses und ermöglicht die willkürliche Anordnung von Bällen, sowie die Änderung der Position und der Ballradien, auch nach dem Beginn der Berechnung.

Die Scherkontaktkraft wird schrittweise berechnet. Bei Kontaktbildung wird die sie gleich Null gesetzt. Jedes in Folge ermittelte relative Schubverschiebungsinkrement ergibt ein Inkrement einer elastischen Scherkraft, das der gegenwärtigen Scherkontaktkraft hinzugefügt wird. Die Bewegung der Kontakte ergibt sich durch Aktualisieren des Normalvektors n_i und der Koordinaten des Kontaktpunktes $x_i^{[C]}$ in jedem Rechenschritt.

Die Relativbewegung am Kontakt bzw. die Kontaktgeschwindigkeit V_i ist wie folgt definiert:

- Ball-Ball-Kontakt: Geschwindigkeit des Balles B relativ zu Ball A am Kontaktpunkt
- Ball-Wand-Kontakt: Geschwindigkeit der Wand relativ zum Ball

Sie ergibt sich aus

$$\begin{aligned} V_i &= \left(\dot{x}_i^{[C]} \right)_{\Phi^2} - \left(\dot{x}_i^{[C]} \right)_{\Phi^1} \\ &= \left(\dot{x}_i^{[\Phi^2]} + e_{i3k} \cdot \omega_i^{[\Phi^2]} \cdot \left(x_k^{[C]} - x_k^{[\Phi^2]} \right) \right) - \left(\dot{x}_i^{[\Phi^1]} + e_{i3k} \cdot \omega_i^{[\Phi^1]} \cdot \left(x_k^{[C]} - x_k^{[\Phi^1]} \right) \right), \end{aligned} \quad (3.7)$$

wobei $\dot{x}_i^{[\Phi^j]}$ und $\omega_3^{[\Phi^j]}$ die Translations- und Rotationsgeschwindigkeiten der Partikel Φ^j sind, für die Folgendes gilt:

$$\{\Phi^1, \Phi^2\} = \begin{cases} \{A, B\} & \text{(Ball-Ball)} \\ \{b, w\} & \text{(Ball-Wand)} \end{cases} \quad (3.8)$$

Die Kontaktgeschwindigkeit kann in Bezug auf die Kontaktfläche in eine Normalkomponente V_i^n und eine Scherkomponente V_i^s zerlegt werden. Die Schergeschwindigkeit ergibt sich wie folgt:

$$V_i^s = V_i - V_i^n = V_i - V_j \cdot n_j \cdot n_i \quad (3.9)$$

Die Scherkomponente des Vektors des Kontaktverschiebungsincrements über einen Zeitschritt Δt wird folgendermaßen berechnet:

$$\Delta U_i^s = V_i^s \cdot \Delta t \quad (3.10)$$

Sie wird für die Ermittlung des elastischen Scherkraftvektorkrements ΔF_i^s verwendet

$$\Delta F_i^s = -k^s \cdot U_i^s, \quad (3.11)$$

wobei es sich bei k^s um die Scherkraftsteifigkeit [Kraft/Verschiebung] am Kontakt handelt. Der Wert k^s wird vom gegenwärtigen Kontaktsteifigkeitsmodell bestimmt. Die Schersteifigkeit ist ein Tangentenmodul und wird somit mit k bezeichnet.

Die neue Scherkontaktkraft erhält man durch Aufsummieren des Scherkraftvektors am Beginn des Berechnungsschrittes mit dem elastischen Inkrement des Scherkraftvektors.

$$F_i^s \leftarrow F_i^s + \Delta F_i^s \quad (3.12)$$

Die Werte der Normal- und Scherkraft, welche sich aus den Gleichungen (3.6) und (3.12) ergeben, werden angepasst, damit sie den Bedingungen aus den Kontaktgesetzen entsprechen. Nach der Anpassung ergibt sich der Einfluss der Kontaktkräfte auf die resultierenden Kräfte und Momente wie folgt:

$$\begin{aligned} F_i^{[\Phi^1]} &\leftarrow F_i^{[\Phi^1]} - F_i \\ F_i^{[\Phi^2]} &\leftarrow F_i^{[\Phi^2]} - F_i \\ M_i^{[\Phi^1]} &\leftarrow M_i^{[\Phi^1]} - e_{ijk} \cdot (x_j^{[C]} - x_j^{[\Phi^1]}) \cdot F_k \\ M_i^{[\Phi^2]} &\leftarrow M_i^{[\Phi^2]} - e_{ijk} \cdot (x_j^{[C]} - x_j^{[\Phi^2]}) \cdot F_k \end{aligned} \quad (3.13)$$

$F_i^{[\Phi^j]}$ und $F_i^{[\Phi^j]}$ sind die Kraft- bzw. Momentsummen des Partikels Φ^j . F_i ergibt sich aus Gleichung (3.5).

3.4 Kontaktmodelle

Das konstitutive Materialverhalten wird in PFC durch so genannte Kontaktmodelle beschrieben, die jedem Kontakt zugewiesen werden. Es wird zwischen den folgenden drei Kontaktmodellen unterschieden:

- Steifigkeitsmodell: stellt eine elastische Beziehung zwischen der Kontaktkraft und der Relativverschiebung her
- Gleitmodell: erstellt eine Verknüpfung zwischen Normal- und Scherkraft, so dass ein Gleiten zwischen zwei Partikeln möglich wird
- Bindungsmodell: ermöglicht das Setzen von festen Verbindungen, sowie die Begrenzung der aufnehmbaren Normal- und Scherkraft in einem Kontakt

Die Programmiersprache FISH ermöglicht es, die oben genannten Kontaktmodelle zu modifizieren und mit Hilfe der Programmiersprache C++ können neue Kontaktmodelle entwickelt werden. Dadurch wird es möglich, neben dem elastischen und elasto-plastischen Materialverhalten, auch viskoses und viskoelastisches in die Simulationen zu implementieren.

3.4.1 Steifigkeitsmodell

Die Kontaktsteifigkeit regelt die Beziehungen der Kontaktkräfte und Relativverschiebungen in Normal- und Scherrichtung (siehe Abbildung 3.6).

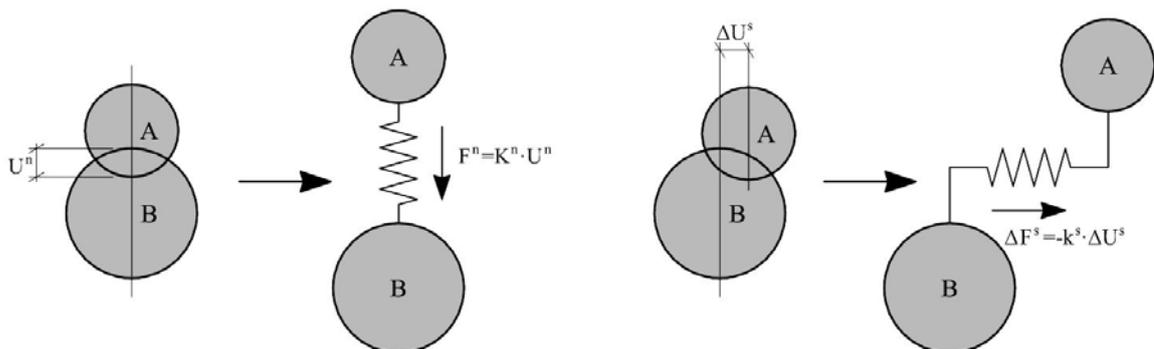


Abbildung 3.6: Schematische Darstellung des Steifigkeitsmodells (nach HAINBÜCHER, 2001)

Die Normalsteifigkeit ist eine Sekantensteifigkeit, deshalb wird die gemäß Gleichung (3.14) ermittelte Gesamtnormalkraft in Relation zur Gesamtnormalverschiebung gesetzt.

$$F_i^n = K^n \cdot U^n \cdot n_i \quad (3.14)$$

Die Scherkraft hingegen ist eine Tangentensteifigkeit und stellt nach Gleichung (3.15) das Inkrement der Scherkraft in Beziehung zum Inkrement der Scherverschiebung.

$$\Delta F_i^s = -k^s \cdot \Delta U_i^s \quad (3.15)$$

PFC^{3D} stellt folgende zwei Kontaktsteifigkeitsmodelle zur Verfügung:

- Lineares Modell
- Vereinfachtes Hertz-Mindlin Modell

Es ist zu beachten, dass der Kontakt zweier Bälle mit dem linearen Modell und dem Hertz-Mindlin Modell nicht erlaubt ist.

3.4.1.1 Lineares Kontaktmodell

Das lineare Kontaktmodell wird über die Normal- und Schersteifigkeit K_n und k_s [Kraft/Verschiebung] zweier Kontaktelemente (Ball-Ball oder Ball-Wand) definiert. Für die Berechnung der Kontaktsteifigkeit wird angenommen, dass die Steifigkeiten beider Kontaktelemente in Serie geschaltet sind. Dadurch ergibt sich die Sekanten-Normalsteifigkeit K_n des Kontakts mit

$$K^n = \frac{k_n^{[A]} \cdot k_n^{[B]}}{k_n^{[A]} + k_n^{[B]}} \quad (3.16)$$

und die Tangenten-Scherkontaktsteifigkeit k_s mit

$$k^s = \frac{k_s^{[A]} \cdot k_s^{[B]}}{k_s^{[A]} + k_s^{[B]}} \quad (3.17)$$

[A] und [B] sind die Indizes für die beiden in Kontakt stehenden Elemente.

3.4.1.2 Hertz-Mindlin Kontaktmodell

Das Hertz-Mindlin Kontaktmodell ist ein nichtlineares Modell, welches auf den Grundlagen von MINDLIN & DERESIEWICZ (1953) basiert. Die Anwendung beschränkt sich auf kugelförmige Partikel, welche jedoch nicht mit einer Kontaktbindung versehen sein dürfen. Das Modell wird über den Schermodul G und die Querdehnzahl ν , der in Kontakt tretenden Partikel, definiert.

Da im Rahmen der erstellten Arbeit nur das lineare Kontaktmodell verwendet wurde, wird auf das Hertz-Mindlin Modell nicht genauer eingegangen.

3.4.2 Gleitmodell

Das Gleitmodell regelt das Gleiten zweier, sich in Kontakt befindender Elemente (Ball-Ball oder Ball-Wand) durch Begrenzung der Scherkraft. Dieses Modell ist immer aktiv, außer eine Kontaktbindung ist vorhanden, welche das Gleiten am Kontaktpunkt verhindert.

Das Gleitmodell wird über den Reibungskoeffizient μ im Kontaktpunkt bestimmt, wobei immer der kleinere Reibungskoeffizient der beiden Kontaktelemente zur Anwendung kommt. Gleiten tritt dann auf, wenn die maximal zulässige Scherkontaktkraft überschritten wird. Diese wird über die Coulombsche Gleitbedingung aus der wirkenden Normalkraft und dem Reibungskoeffizient ermittelt.

$$F_{\max}^s = \mu \cdot |F_i^n| \quad (3.18)$$

Ist die Scherkraft im Kontakt F_i^s größer als die maximal zulässige, so wird Gleiten während des nächsten Berechnungsschrittes ermöglicht, wobei die aktuell ermittelte Scherkraft auf die maximale beschränkt wird (siehe Gleichung (3.19)).

$$F_i^s \leftarrow F_i^s \cdot \left(\frac{F_{\max}^s}{|F_i^s|} \right) \quad (3.19)$$

3.4.3 Bindungsmodell

PFC^{3D} ermöglicht es Partikel an ihren Kontakten fest miteinander zu verbinden. Dabei wird zwischen den folgenden Bindungsmodellen unterschieden:

- Kontaktbindungsmodell
- Parallelbindungsmodell

In beiden Fällen wird die Bindung über Zug- und Scherfestigkeiten definiert. Die Kontaktbindung wird nur im Kontaktpunkt hergestellt und kann deshalb nur Kräfte übertragen, während die Parallelbindung in einem kreisförmigen Querschnitt zwischen den Partikeln wirkt und dadurch neben Kräften auch Momente übertragen kann. Beide Bindungsmodelle können zur selben Zeit an einem Kontakt verwendet werden. Es ist nur

möglich Bälle untereinander zu verbinden, Bälle und Wände können nicht miteinander verbunden werden. Eine Kontaktbindung zwischen zwei Bällen bleibt so lange aufrecht bis die zulässige Normal- und Scherkraft überschritten wird.

Kontaktbindung und Gleitmodell sind in Serie geschaltet, wobei zuerst die Kontaktbindung wirkt. Parallelbindung und Gleitmodell sind parallel geschaltet und wirken somit gleichzeitig.

3.4.3.1 Kontaktbindungsmodell

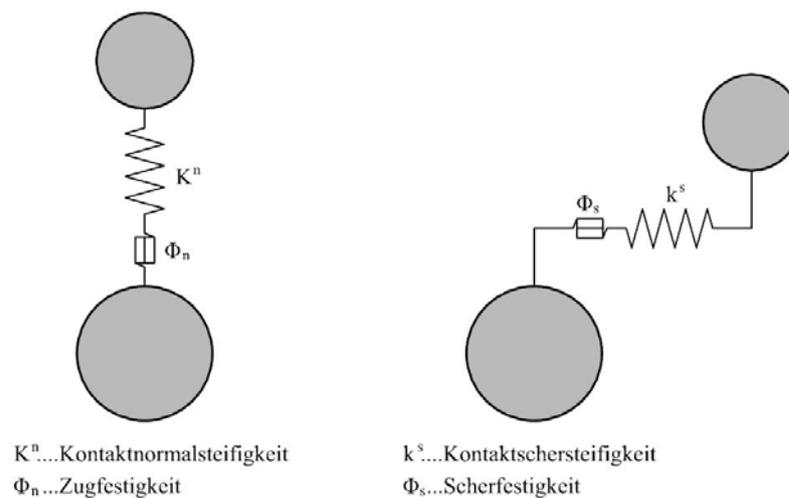


Abbildung 3.7: Schematische Darstellung der Kontaktbindung (PREH, 2004)

Eine Kontaktbindung stellt eine Kombination eines Hook- (konst. Normal- und Schersteifigkeit) und eines St. Venant-Körpers (konst. Zug- und Scherfestigkeit) dar. Ist eine Bindung intakt, so können die Partikel aneinander weder Rollen noch Gleiten. Erst nach Überschreiten der Scher- und Zugfestigkeit brechen die Bindungen und machen ein Gleiten oder Rollen der Partikel möglich.

Für den Fall dass keine Überlappung vorliegt ($U_n < 0$) wird die Zugkraft mit Hilfe des Kontaktverschiebungsgesetzes (siehe Kapitel 3.3) ermittelt. Dabei hält die Kontaktbindung die Partikel zusammen, wobei die Größe dieser Zugkraft durch die Bindungszugfestigkeit begrenzt wird.

Eine Kontaktbindung wird durch folgende Parameter bestimmt:

- Bindungszugfestigkeit F_c^n [Kraft]
- Bindungsscherfestigkeit F_c^s [Kraft]

Ist die Zugkraft in der Bindung gleich oder größer als die Bindungszugfestigkeit, so bricht die Bindung und die Normal- und Scherkontaktkraft werden gleich Null gesetzt. Falls der Wert der Scherkontaktkraft gleich oder größer der Bindungsscherfestigkeit wird, bricht die Bindung zwar auch, die Kontaktkräfte werden jedoch nicht geändert, es sei denn die Scherkraft überschreitet das Reibungslimit, welches über das Gleitmodell ermittelt wurde.

Das konstitutive Verhalten der Normal- und Scherkomponenten von Kontaktkraft und Relativverschiebung wird in Abbildung 3.8 dargestellt. In jedem Zeitschritt ist entweder das Kontaktbindungsmodell oder das Gleitmodell aktiv.

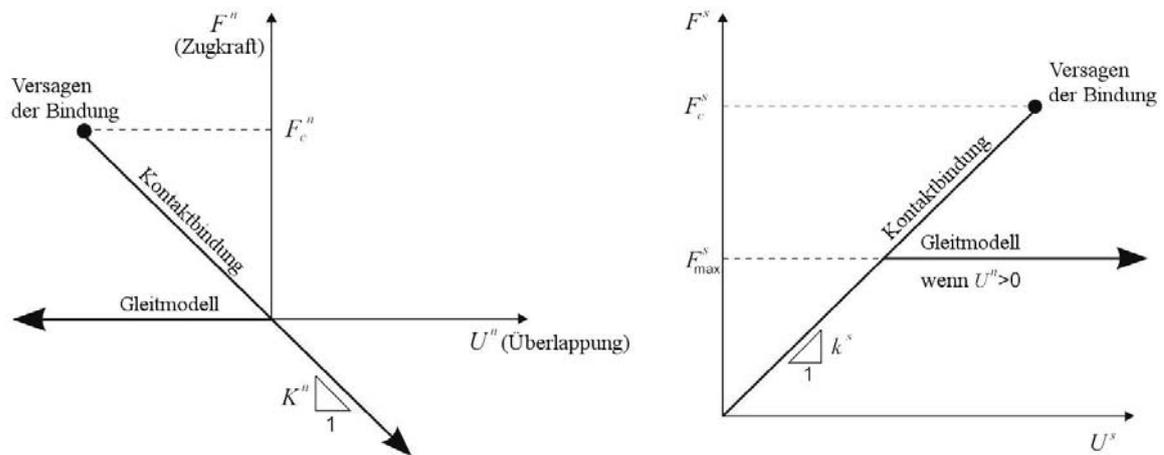


Abbildung 3.8: Schematische Darstellung der konstitutiven Beziehungen für die Kontaktbindung; links: Normalkomponente der Kontaktkraft; rechts Scherkomponente der Kontaktkraft (ITASCA, 2005)

In der oben stehenden Abbildung ist F^n die Normalkontaktkraft, wobei es sich bei einem positiven Wert um eine Zugkraft handelt. Bei U^n handelt es sich um die relative Normalverschiebung. Ist dieser Wert größer als Null, so liegt eine Überlappung der Partikel vor. F^s ist die Größe der Gesamtscherkontaktkraft und U^s die Gesamtscherverschiebung relativ zum Punkt, an dem die Kontaktbindung entstanden ist.

3.4.3.2 Parallelbindungsmodell

Das Parallelbindungsmodell beschreibt das Verhalten eines finiten Bereichs zementartigen Materials zwischen zwei Partikeln. Diese Bindung bildet eine elastische Interaktion, welche parallel zum Gleit- oder Kontaktbindungsmodell wirkt, also wird die Möglichkeit des Gleitens nicht ausgeschlossen. Im Gegensatz zur Kontaktbindung überträgt die Parallelbindung sowohl Kräfte als auch Momente.

Die Parallelbindung kann als eine Ansammlung von elastischen Federn mit einer konstanten Normal- und Schersteifigkeit verstanden werden, welche gleichmäßig über eine runde Kontaktebene - mit dem Kontaktpunkt als Mittelpunkt - verteilt sind. Diese Federn wirken parallel zu jenen, die eingeführt wurden um die Partikelsteifigkeit im Kontaktpunkt zu erzeugen. Nach dem Aufbau einer Parallelbindung erzeugen Relativverschiebungen eine Kraft und ein Moment, welche eine Normal- und Scherspannung im Kontaktmaterial verursachen. Überschreitet eine dieser Spannungen die zulässige Bindungsfestigkeit, so kommt es zum Bruch der Parallelbindung.

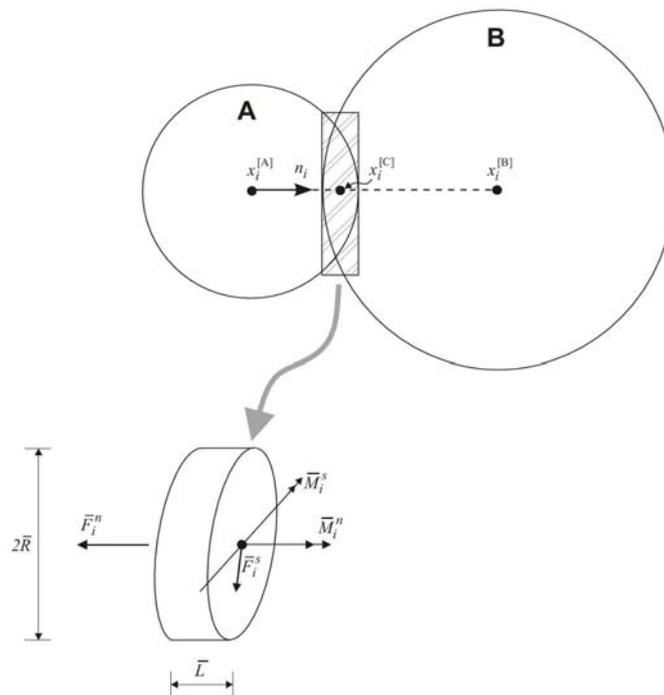


Abbildung 3.9: Schematische Darstellung der Parallelbindung mit dem zementartigen Bindungsmaterial (ITASCA, 2005)

Die oben dargestellte Parallelbindung wird durch folgende Parameter definiert:

- Normalsteifigkeit \bar{k}^n [Spannung/Verschiebung]
- Schersteifigkeit \bar{k}^s [Spannung/Verschiebung]
- Normalfestigkeit $\bar{\sigma}_c$ [Spannung]
- Scherfestigkeit $\bar{\tau}_c$ [Spannung]
- Bindungsradius \bar{R}

3.5 Bewegungsgesetz

Die Bewegung eines einzelnen starren Partikels wird von den resultierenden Kraft- und Momentvektoren bestimmt, welche auf ihn einwirken. Dadurch ergibt sich die Translations- und Rotationsgeschwindigkeit des Partikels. Die Translationsbewegung des Massenmittelpunktes wird über dessen Position x_i , Geschwindigkeitsvektor \dot{x}_i und Beschleunigungsvektor \ddot{x}_i beschrieben. Die Beschreibung der Rotationsbewegung erfolgt mit der Winkelgeschwindigkeit ω_i und der Winkelbeschleunigung $\dot{\omega}_i$.

Die Bewegungsgleichungen können durch zwei Vektorgleichungen ausgedrückt werden, wobei sich die Translation auf die resultierende Kraft und die Rotation auf das resultierende Moment bezieht.

$$F_i = m \cdot (\ddot{x}_i - g_i) \dots \text{translatorische Bewegung} \quad (3.20)$$

$$M_i = \dot{H}_i \dots \text{rotatorische Bewegung} \quad (3.21)$$

In den Gleichungen (3.20) und (3.21) werden folgende Variablen verwendet:

F_i ... Resultierende der Summe aller äußeren Kräfte

m ... Masse des Partikels

g_i ... Massenbeschleunigung (z. B. Gravitation)

M_i ... Resultierende des einwirkenden Moments

\dot{H}_i ... Drehmoment des Partikels

Bezieht man Gleichung (3.21) auf ein lokales Koordinatensystem, das mit den Hauptträgheitsachsen des Partikels zusammenfällt, so reduziert sie sich auf die Eulerschen Bewegungsgleichungen:

$$\begin{aligned} M_1 &= I_1 \cdot \dot{\omega}_1 + (I_3 - I_2) \cdot \omega_2 \cdot \omega_3 \\ M_2 &= I_2 \cdot \dot{\omega}_2 + (I_1 - I_3) \cdot \omega_1 \cdot \omega_3, \\ M_3 &= I_3 \cdot \dot{\omega}_3 + (I_2 - I_1) \cdot \omega_2 \cdot \omega_1 \end{aligned} \quad (3.22)$$

wobei I_1 , I_2 und I_3 die Hauptträgheitsmomente sind, $\dot{\omega}_1$, $\dot{\omega}_2$ und $\dot{\omega}_3$ die Winkelbeschleunigungen bezogen auf die Hauptachsen und M_1 , M_2 und M_3 die Komponenten des resultierenden Momentes bezogen auf die Hauptachsen.

Für eine Kugel mit dem Radius R , deren Masse gleichmäßig über das Volumen verteilt ist fällt der Massenschwerpunkt mit dem geometrischen Mittelpunkt zusammen. Die Achsen jedes beliebigen Koordinatensystems mit Ursprung im Kugelmittelpunkt sind also gleichzeitig Hauptträgheitsachsen und alle Trägheitsmomente haben die gleiche Größe. Dadurch kann Gleichung (3.22) auf ein globales Koordinatensystem bezogen werden.

$$M_i = I \cdot \dot{\omega}_i = \left(\frac{2}{5} \cdot m \cdot R^2 \right) \cdot \dot{\omega}_i \quad (3.23)$$

Die Bewegungsgleichungen aus (3.20) und (3.23) werden nach Umwandlung in Differenzialgleichungen unter Verwendung des mittleren Differenzialquotienten über den Zeitschritt Δt gelöst. Dabei werden die Größen \dot{x}_i und ω_i mit dem mittleren Intervall von $t \pm n \cdot \Delta t / 2$ berechnet, während x_i , \ddot{x}_i , $\dot{\omega}_i$ und M_i mit dem Hauptintervall $t \pm n \cdot \Delta t$ ermittelt werden.

Die folgenden Gleichungen beschreiben die Translations- und Rotationsbeschleunigung zum Zeitpunkt t mit den Geschwindigkeitswerten des mittleren Intervalls.

$$\begin{aligned} \ddot{x}_i^{(t)} &= \frac{1}{\Delta t} \cdot \left(\dot{x}_i^{(t+\Delta t/2)} - \dot{x}_i^{(t-\Delta t/2)} \right) \\ \dot{\omega}_i^{(t)} &= \frac{1}{\Delta t} \cdot \left(\dot{\omega}_i^{(t+\Delta t/2)} - \dot{\omega}_i^{(t-\Delta t/2)} \right) \end{aligned} \quad (3.24)$$

Setzt man diese Ausdrücke in die Gleichungen (3.20) und (3.23) ein und löst diese nach der Geschwindigkeit zum Zeitpunkt $(t+\Delta t/2)$ auf, so erhält man die Gleichungen (3.25).

$$\begin{aligned} \dot{x}_i^{(t+\Delta t/2)} &= \dot{x}_i^{(t-\Delta t/2)} + \left(\frac{F_i^{(t)}}{m} + g_i \right) \cdot \Delta t \\ \omega_i^{(t+\Delta t/2)} &= \omega_i^{(t-\Delta t/2)} + \left(\frac{M_i^{(t)}}{I} + g_i \right) \cdot \Delta t \end{aligned} \quad (3.25)$$

Aus den Geschwindigkeiten in den Gleichungen (3.25) lassen sich die Positionen der Partikelmittelpunkte wieder neu bestimmen.

$$x_i^{(t+\Delta t)} = x_i^{(t)} + \dot{x}_i^{(t+\Delta t/2)} \cdot \Delta t \quad (3.26)$$

Der Berechnungskreislauf aus Abbildung 3.2 kann nun wie folgt beschrieben werden:

- Ausgangswerte $\dot{x}_i^{(t-\Delta t/2)}$, $\omega_i^{(t-\Delta t/2)}$, $x_i^{(t)}$, $F_i^{(t)}$ und $M_i^{(t)}$
- Ermittlung der Geschwindigkeiten $\dot{x}_i^{(t+\Delta t/2)}$ und $\omega_i^{(t+\Delta t/2)}$ mit den Gleichungen (3.25)
- Berechnung der neuen Position des Partikelmittelpunktes $x_i^{(t+\Delta t)}$ mit Gleichung (3.26)
- Bestimmung der aktualisierten Kräfte und Momente $F_i^{(t+\Delta t)}$ und $M_i^{(t+\Delta t)}$ im nächsten Berechnungszyklus durch Anwendung des Kraftverschiebungsgesetzes

3.6 Bestimmung des Zeitschrittes

Die Wahl eines geeigneten Zeitschrittes bei der Integration der Bewegungsgleichungen ist von entscheidender Bedeutung für die Genauigkeit der ermittelten Lösung (FRÜHWIRT, 2004). Viele Differentialgleichungen sind rundungsempfindlich und dadurch instabil. Dies führt dazu, dass sich auch kleinste Anfangs- oder Rundungsfehler im Laufe der Berechnung mit wachsendem Betrag fortpflanzen und das Ergebnis bis zur völligen Unbrauchbarkeit verfälschen. Ein System ist stabil, wenn der Einfluss solcher Fehler im Laufe der Berechnung abnimmt. PFC verwendet explizite zentrale Differentialgleichungen, um die Bewegungsgleichungen zu integrieren. Die Stabilität der Differentialgleichungen wird durch die Wahl eines geeigneten Zeitschrittes garantiert, das bedeutet, dass die in PFC ermittelte Lösung nur dann stabil ist, wenn der kritische Zeitschritt nicht überschritten wird. Der kritische Zeitschritt hängt von der kleinsten Eigenschwingung des Gesamtsystems ab und wird mit Hilfe der kleinsten Eigenfrequenz über eine modale Analyse bestimmt. Eine globale Eigenwertanalyse wäre für die in PFC verwendeten Systeme mit einem enormen Rechenaufwand verbunden und deshalb nicht praktisch umsetzbar. Aufgrund dessen wurde von ITASCA eine einfache Prozedur entwickelt, mit welcher der kritische Zeitschritt vor jedem Berechnungsschritt abgeschätzt wird. Der in der Berechnung gewählte aktuelle Zeitschritt entspricht einem Bruchteil des geschätzten kritischen Wertes (ROTH, 2003).

Die Abschätzung des Zeitschrittes wird mit Hilfe eines Einmassenschwingers beschrieben. Der in Abbildung 3.10 dargestellte Einmassenschwinger besteht aus einer Punktmasse m und einer Feder mit der Federsteifigkeit k . Die Bewegung der Punktmasse wird über folgende Differentialgleichung beschrieben:

$$-k \cdot x = m \cdot \ddot{x} \quad (3.27)$$

Der kritische Zeitschritt t_{crit} bei einer finiten Differentiation zweiter Ordnung ist nach BATHE & WILSON (1976)

$$t_{crit} = \frac{T}{\pi}; \quad T = 2 \cdot \pi \cdot \sqrt{m/k}, \quad (3.28)$$

wobei T die Periodenlänge des Systems ist.

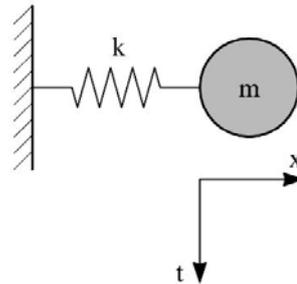


Abbildung 3.10: Einmassenschwinger (nach ITASCA, 2005)

Betrachtet man eine unendliche Serie von Punktmassen und zwischengeschalteten Federn (siehe Abbildung 3.11), so wird die kleinste Periodenlänge dieses Systems erreicht, wenn sich die Massen synchron in die entgegengesetzte Richtung bewegen, so dass in der Mitte jeder Feder keine Bewegungen auftreten.

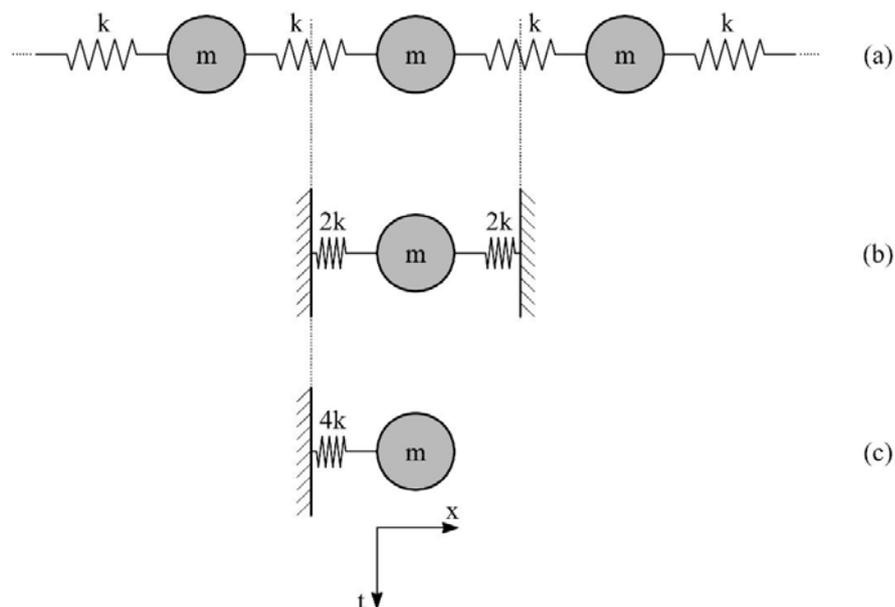


Abbildung 3.11: System einer unendlichen Serie von Punktmassen – Mehrmassenschwinger (nach ITASCA, 2005)

Die Bewegung einer einzelnen Punktmasse des Gesamtsystems (a) kann durch die äquivalenten Systeme (b) und (c) beschrieben werden (siehe Abbildung 3.11). Der kritische Zeitschritt für dieses System ergibt sich unter Verwendung von Gleichung (3.28) zu

$$t_{crit} = 2 \cdot \sqrt{m/(4 \cdot k)} = \sqrt{m/k} . \quad (3.29)$$

Die in Abbildung 3.10 und Abbildung 3.11 dargestellten Systeme beschreiben die Translationsbewegungen eines Systems. Die Rotationsbewegungen können durch dieselben Systeme beschrieben werden, wobei die Masse m durch das Massenträgheitsmoment I ersetzt wird und die Steifigkeit $k=k^{tran}$ durch die Rotationssteifigkeit k^{rot} . Dadurch ergibt sich der kritische Zeitschritt eines Mehrmassenschwingers wie folgt:

$$t_{crit} = \begin{cases} \sqrt{m/k^{tran}} & \text{(Translation)} \\ \sqrt{I/k^{rot}} & \text{(Rotation)} \end{cases} \quad (3.30)$$

Bei den in PFC verwendeten Modellen handelt es sich um eine dreidimensionale Ansammlung von Partikeln und Federn, welche jeweils unterschiedliche Massen und Steifigkeiten haben können. Die gewählte Steifigkeit wird mit den Diagonalwerten der Steifigkeitsmatrix, die die Inkremente der Verschiebung und Rotation in Relation zu denen der Kräfte und Momente setzt, abgeschätzt. Der kritische Zeitschritt für jedes Partikel wird unter Anwendung von Gleichung (3.30) für jeden Freiheitsgrad – unter Annahme, dass die Freiheitsgrade entkoppelt sind - bestimmt. Der kritische Zeitschritt für das Gesamtsystem ergibt sich aus dem Minimum aller kritischen Zeitschritte.

Wichtig für die praktische Anwendung ist, dass Größen wie Partikeldichte, Partikelradius und Steifigkeiten direkten Einfluss auf den kritischen Zeitschritt haben. Hohe Steifigkeiten, kleine Ballradien und kleine Massen führen zu einer Verlangsamung der Berechnung.

3.7 Mechanische Dämpfung

Die kinetische Energie der Partikel wird während der Berechnung durch Reibung an den Kontaktflächen reduziert. Da die Reibungskraft aber in vielen Fällen nicht ausreicht um das System, nach einer vertretbaren Anzahl von Zeitschritten, in den Gleichgewichtszustand zu bringen, werden in PFC drei Dämpfungsmodelle eingeführt: eine lokale nichtviskose Dämpfung, eine kombinierte Dämpfung, sowie eine viskose (geschwindigkeitsproportionale) Dämpfung.

3.7.1 Lokale Dämpfung

Die in PFC verwendete lokale Dämpfung ist ähnlich jener, die von CUNDALL (1987) beschrieben wurde. Dabei wird der 2. Newtonschen Bewegungsgleichung (siehe Gleichung (3.20) und (3.23)) eine zusätzliche Dämpfungskraft hinzugefügt,

$$F_{(i)} + F_{(i)}^d = M_{(i)} \cdot A_{(i)}; \quad i=1\dots6 \quad (3.31)$$

$$M_{(i)} \cdot A_{(i)} = \begin{cases} m \cdot \ddot{x}_{(i)}, & \text{für } i=1\dots3 \\ I \cdot \dot{\omega}_{(i-3)}, & \text{für } i=4\dots6 \end{cases} \quad (3.32)$$

wobei $F_{(i)}$ (beinhaltet die Gravitation), $M_{(i)}$ und $A_{(i)}$ die generalisierten Kraft-, Massen- und Beschleunigungskomponenten sind. Bei $F_{(i)}^d$ handelt es sich um die Dämpfungskraft, welche wie folgt ermittelt wird:

$$F_{(i)}^d = -\alpha \cdot |F_{(i)}| \cdot \text{sign}(v_{(i)}); \quad i=1\dots6$$

$$\text{sign}(y) = \begin{cases} +1, & \text{wenn } y > 0 \\ -1, & \text{wenn } y < 0 \\ 0, & \text{wenn } y = 0 \end{cases} \quad (3.33)$$

Die generalisierten Geschwindigkeiten ergeben sich zu:

$$v_{(i)} = \begin{cases} \dot{x}_{(i)}, & \text{für } i=1\dots3 \\ \omega_{(i-3)}, & \text{für } i=4\dots6 \end{cases} \quad (3.34)$$

Die Dämpfungskraft wird über die Dämpfungskonstante α geregelt, deren Ausgangswert 0,7 ist und individuell für jedes einzelne Partikel angepasst werden kann.

Diese Art der Dämpfung hat folgende Vorteile:

- Nur beschleunigte Bewegungen werden gedämpft, daher entstehen keine fehlerhaften Dämpfungskräfte für stationäre Zustände.
- Die Dämpfungskonstante α ist dimensionslos.
- Da die Dämpfung frequenzunabhängig ist, werden alle Bereiche der Partikelansammlung mit unterschiedlichen Eigenschwingungen gleich stark gedämpft.

Bei dieser Art der Dämpfung ist der Energieverlust je Berechnungsschritt unabhängig vom gewählten Zeitschritt. Die Dämpfungskraft wirkt entgegen der Bewegung und ergibt sich, im

Gegensatz zur viskosen Dämpfung, welche von der Geschwindigkeit abhängt, aus den angreifenden Kräften.

3.7.2 Kombinierte Dämpfung

Die in Gleichung (3.33) beschriebene Dämpfungskraft wird nur dann aktiviert, wenn die Geschwindigkeitskomponente ihr Vorzeichen wechselt. In Fällen von signifikant gleich bleibender Geschwindigkeit kann es vorkommen, dass es keine Nulldurchgänge gibt und dadurch keine Energieumwandlung durch Dämpfung auftritt. Deshalb wurde das kombinierte Dämpfungsmodell entwickelt, welches auf der Geschwindigkeit und der Ableitung der vorherrschenden Kraft basiert. Dabei wird weniger Energie umgewandelt als bei der lokalen Dämpfung.

Da dieses Modell aber nicht sehr effizient ist und auch selten zum Einsatz kommt wird auf eine ausführlichere Beschreibung verzichtet.

3.7.3 Viskose Dämpfung

Bei der viskosen Dämpfung ist die Dämpfungskraft proportional zur Geschwindigkeit. Dabei werden jedem Kontakt Normal- und Scherdämpfungselemente hinzugefügt, welche parallel zum existierenden Kontaktmodell wirken (siehe Abbildung 3.12).

Werden einer Kontaktkraft Dämpfungskräfte hinzugefügt, so ergeben sich die Normal- und Scherkomponenten der letzteren wie folgt:

$$\begin{aligned} D_n &= c_n \cdot |V_n| \\ D_s &= c_s \cdot |V_s| \end{aligned} \tag{3.35}$$

Bei c_n und c_s handelt es sich um die Dämpfungskoeffizienten in Normal- und Scherrichtung, bei V_n und V_s um die Relativgeschwindigkeiten am Kontakt in Normal- und Scherrichtung. Die Dämpfungskraft wirkt entgegen der Bewegungsrichtung. Da die Dämpfungskoeffizienten nicht direkt angegeben werden können, werden kritische Dämpfungsverhältnisse in Normal- und Scherrichtung (β_n und β_s) festgelegt, mit welchen die Dämpfungskoeffizienten c_n und c_s berechnet werden.

$$\begin{aligned} c_n &= \beta_n \cdot c_n^{crit} \\ c_s &= \beta_s \cdot c_s^{crit} \end{aligned} \tag{3.36}$$

Die kritischen Dämpfungsfaktoren c_n^{crit} und c_s^{crit} sind gegeben durch

$$\begin{aligned} c_n^{crit} &= 2 \cdot m \cdot \omega_n = 2 \cdot \sqrt{m \cdot k_n} \\ c_s^{crit} &= 2 \cdot m \cdot \omega_s = 2 \cdot \sqrt{m \cdot k_s} \end{aligned} \quad (3.37)$$

wobei ω_n und ω_s die Eigenkreisfrequenzen des ungedämpften Systems sind, k_n und k_s die Kontaktsteifigkeiten und m die effektive Masse des Systems. Im Falle eines Ball-Wand-Kontaktes ergibt sich m aus der Masse des Balles, bei einem Ball-Ball-Kontakt ist m wie folgt gegeben:

$$m = \frac{m_1 \cdot m_2}{m_1 + m_2}, \quad (3.38)$$

wobei m_1 und m_2 die Masse der in Kontakt stehenden Bälle ist.

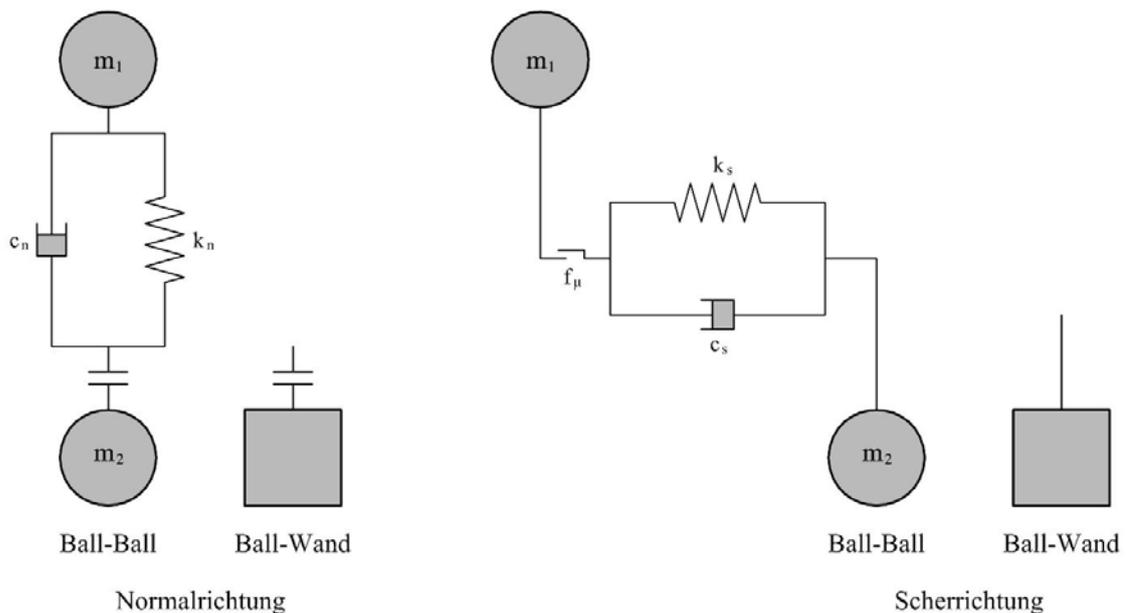


Abbildung 3.12: Interaktion des viskosen Dämpfungsmodells mit dem linearen Kontaktmodell
(nach ITASCA,2005)

Die viskose Dämpfung wird mit dem kritischen Dämpfungsverhältnis β beschrieben, dieses gibt das Verhältnis der vorhandenen Dämpfung zur kritischen Dämpfung an. Wenn β gleich 1 ist wird das System als kritisch gedämpft bezeichnet, d. h. dass System erreicht am schnellsten den Gleichgewichtszustand. Ist ein System schwach gedämpft ($\beta < 1$), so treten

hohe Schwingungen auf, die lange nachklingen. Stark gedämpfte Systeme ($\beta > 1$) antworten schneller auf Resonanz, klingen aber kaum nach (WIKIPEDIA, 2007).

Um die Systemstabilität auch bei viskoser Dämpfung zu garantieren, wird der kritische Zeitschritt herabgesetzt. Dieser ergibt sich aus dem Minimum aller kritischen Zeitschritte, welche über die Ersatzsteifigkeiten k_n' und k_s' in Normal- und Scherrichtung berechnet werden.

In Felssturziprogrammen wird die Rückprallhöhe von Blöcken über den Restitutionskoeffizient angegeben. Der Restitutionskoeffizient R_n und R_s in Normal- und Scherrichtung wird definiert als das Verhältnis der Kontaktgeschwindigkeit vor und nach dem Aufprall eines Partikels an die Oberfläche.

$$R_n = \frac{v_n^f}{v_n^i}; \quad R_s = \frac{v_s^f}{v_s^i} \quad (3.39)$$

Bei v_n^f und v_s^f handelt es sich um die Geschwindigkeiten nach dem Aufprall, v_n^i und v_s^i sind jene vor dem Aufprall. Der Zusammenhang zwischen dem für die viskose Kontaktdämpfung erforderlichen kritischen Dämpfungsverhältnis und dem Restitutionskoeffizienten kann durch die Durchführung von Fallversuchen (Drop-Tests) hergestellt werden (PREH & POISEL, 2007).

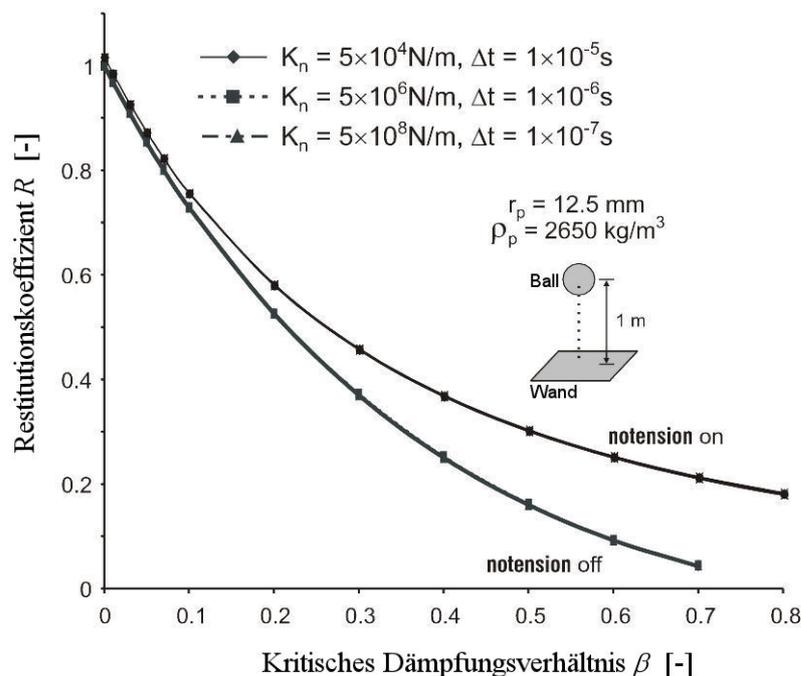


Abbildung 3.13: Zusammenhang zwischen kritischem Dämpfungsverhältnis und Restitutionskoeffizienten (ITASCA, 2005)

4 Adaptierung von PFC zur Modellierung von Felsmassenstürzen

4.1 Bewegungsmechanismen

Aufgrund von Beobachtungen in der Natur können bei Felsstürzen verschiedene Bewegungsmechanismen festgestellt werden, welche während einer Simulation berücksichtigt werden müssen (BOZZOLO, 1987):

- Freier Fall
- Springen
- Rollen
- Gleiten

Die Bewegungsarten Springen, Rollen und Gleiten beruhen auf einer Interaktion zwischen dem Sturzblock und der Geländeoberfläche. Bei kleineren Massenbewegungen, wie z. B. Steinschlag, ist vor allem die Interaktion zwischen den Blöcken und der Oberfläche maßgebend, während bei Fels- und Bergstürzen die Interaktion zwischen den Blöcken die Hauptbedeutung hat. Eine solche Interaktion zwischen den Blöcken entspricht der Beschreibung des Phänomens des Trümmerstroms (HEIM, 1932).

Die Diskrete Elemente Methode zeichnet sich durch eine hohe Flexibilität bzgl. der festzulegenden Randbedingungen aus. Mit PFC können sowohl die Interaktionen der Partikel mit der Geländeoberfläche, also die Bewegungsarten Fallen, Springen, Rollen und Gleiten, als auch die gegenseitige Beeinflussung der Partikel modelliert werden (PREH & POISEL, 2007). Aufgrund dieser Vorteile gegenüber den Kontinuumsverfahren wird diese Methode zunehmend auf dem Gebiet der Geowissenschaften eingesetzt. Weiters ermöglichen ständig steigende Rechnerleistungen einen immer größeren Modellumfang.

Für eine realistische Modellierung eines Felsmassensturzes in Form einer raschen, sturzartigen Bewegung sind jedoch einige Adaptierungen des Berechnungsablaufes notwendig. Diese Adaptionen werden in PFC über FISH-Routinen umgesetzt. FISH ist eine in PFC implementierte Programmiersprache, welche dem Benutzer ermöglicht, Variablen und Funktionen zu definieren (ROTH, 1999). Dadurch können bestehende Kontakt- und Dämpfungsmodelle modifiziert und an die Anforderungen für Felsmassenstürze angepasst werden. Diese Anpassungen führen zu einer erheblichen Verlängerung der Rechenzeit. Um diesem Problem zu entgehen stellt PFC eine C⁺⁺ Schnittstelle zur Verfügung, welche es

ermöglicht Änderungen direkt in den PFC-Code zu schreiben. Dadurch ergibt sich eine Verminderung der Rechenzeit gegenüber der FISH-Programmierung.

4.1.1 Freier Fall

Zur Modellierung des freien Falls eines Sturzblockes muss bei Vernachlässigung des Luftwiderstandes weder die Geschwindigkeit noch die Beschleunigung durch mechanische Dämpfung abgemindert werden.

Wie bereits in Kapitel 3.7.1 beschrieben wendet PFC standardmäßig eine lokale, beschleunigungsproportionale Dämpfung auf die Bewegung jedes einzelnen Partikels an. Dieses Dämpfungsmodell eignet sich vor allem für die schnelle Ermittlung eines Gleichgewichtszustandes. Jedoch ergibt sich der Nachteil, dass alle Partikelbewegungen gedämpft werden. Deshalb wird die voreingestellte lokale Dämpfung für alle Partikelbewegungen deaktiviert.

4.1.2 Springen

Während des Einschlags eines Sturzblockes auf die Oberfläche kommt es zu elastischen und plastischen Verformungen. Die kinetische Energie des Blockes wird beim Aufprall teilweise in Verformungsenergie umgewandelt, dies bremst den Sturzblock. Dadurch verringern sich die kinetische Energie und die Rückprallhöhe. Diese Geschwindigkeitsreduktion wird in PFC über eine viskose Kontaktdämpfung gesteuert (PREH & POISEL, 2007), welche in Kapitel 3.7.3 beschrieben wurde.

In Felssturzprogrammen wird die Rückprallhöhe von Blöcken über den Restitutionskoeffizient angegeben. In PFC wird zwischen verschiedenen Homogenbereichen (z. B. Hangschutt, Wals, Wiese) unterschieden, denen jeweils ein kritisches Dämpfungsverhältnis in Normal- und Scherrichtung zugeordnet wird. Der Zusammenhang zwischen dem kritischen Dämpfungsverhältnis und dem allgemein gebräuchlichen Restitutionskoeffizienten ergibt sich aus der Durchführung von Fallversuchen und wurde in Kapitel 3.7.3 erläutert.

Bei der Modellierung von Felsmassenstürzen mit PFC hat es sich herausgestellt, dass es notwendig ist zwischen Ball-Ball-Kontakten und Ball-Wand-Kontakten zu unterscheiden, dies wurde mit einer FISH-Routine gelöst (PREH & POISEL, 2007).

4.1.3 Rollen

Für die realistische Modellierung von Sturzprozessen ist neben der viskosen Dämpfung auch der Rollwiderstand zu berücksichtigen. Würde man diesen vernachlässigen so käme es zu großen Unterschieden zwischen der im Modell ermittelten und der in der Natur beobachteten Sturzweite.

Der Rollwiderstand ist eine Folge der Deformation von Untergrund und Block während des Abrollens (siehe Abbildung 4.1) und ist stark materialabhängig.

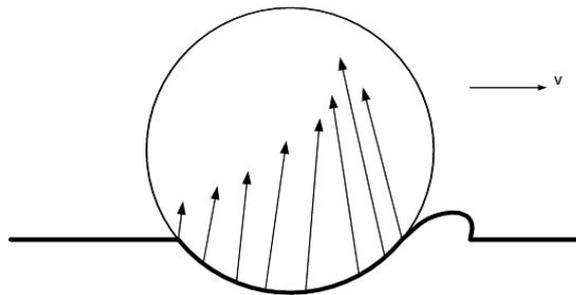


Abbildung 4.1: Verformungen während des Abrollens und Verteilung der Kontaktkräfte (PREH & POISEL, 2007)

Durch die Verformungen entsteht eine asymmetrische Kontaktkraft zwischen dem Körper und der Unterlage. Ersetzt man die Kontaktkräfte durch statisch äquivalente Einzelkräfte, so erhält man eine Normalkraft N , welche um die Länge c_{rr} nach vorne verschoben ist sowie eine Reibungskraft F_{rr} , die entgegen der Bewegungsrichtung wirkt (siehe Abbildung 4.2).

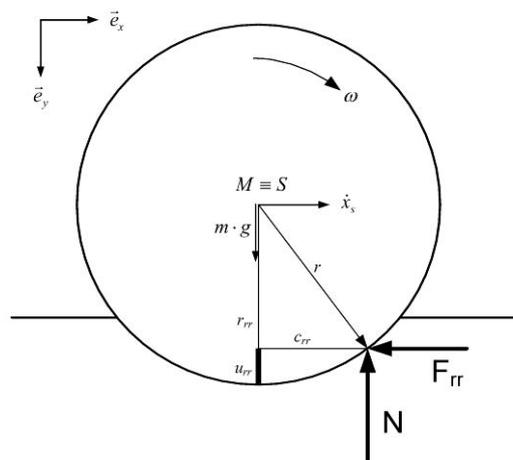


Abbildung 4.2: Ersatzkräfte zur Berechnung des Rollwiderstandes (PREH & POISEL, 2007)

Die durch den Rollwiderstand verursachte Verringerung der Winkelgeschwindigkeit wird über den Impulssatz (Gleichung (4.1)) und Drallsatz (Gleichung (4.2)) ermittelt.

$$m \cdot \ddot{x}_s = -F_{rr} \quad (4.1)$$

$$-I \cdot \dot{\omega}_{rr} = M_{rr}; \quad I_{Kugel} = \frac{2}{5} \cdot m \cdot r^2 \quad (4.2)$$

M_{rr} ist das resultierende Moment, das durch den Rollwiderstand hervorgerufen wird und wirkt entgegen dem Moment, welches durch reines Rollen erzeugt wird. I ist das Massenträgheitsmoment und ω_{rr} die erzeugte Winkelgeschwindigkeit.

Die kinematische Verknüpfung erfolgt über die Bedingung des reinen Rollens.

$$\ddot{x}_s = \dot{\omega} \cdot r \quad (4.3)$$

Die Winkelbeschleunigung wird dabei als finite Differenz ausgedrückt. Dadurch ist es möglich das Inkrement der Winkelgeschwindigkeit über einen bestimmten Zeitschritt zu ermitteln. Folglich ergibt sich die Reibungskraft über den Impulssatz.

$$F_{rr} = -m \cdot \frac{\Delta\omega_{rr}}{\Delta t} \cdot r \quad (4.4)$$

Gleichung 4.2 und 4.4 ergeben folgende Zusammenhänge:

$$\begin{aligned} -\frac{2}{5} \cdot m \cdot r^2 \cdot \frac{\Delta\omega_{rr}}{\Delta t} &= F_{rr} \cdot r_{rr} - N \cdot c_{rr} \\ -\frac{2}{5} \cdot m \cdot r^2 \cdot \frac{\Delta\omega_{rr}}{\Delta t} &= -m \cdot \frac{\Delta\omega_{rr}}{\Delta t} \cdot r \cdot r_{rr} - N \cdot c_{rr} \end{aligned} \quad (4.5)$$

Daraus ergibt sich die Gleichung für das Inkrement der Winkelgeschwindigkeit.

$$\Delta\omega_{rr} = \frac{-g \cdot c_{rr}}{r \cdot \left(r_{rr} - \frac{2}{5} \cdot r \right)} \cdot \Delta t; \quad r_{rr} = \sqrt{r^2 - c_{rr}^2} \quad (4.6)$$

Die Implementierung des Rollwiderstands im PFC-Code erfolgt durch Addition des berechneten Inkrements der Winkelgeschwindigkeit zu der von PFC berechneten Winkelgeschwindigkeit pro Zeit- bzw. Berechnungsschritt (PREH & POISEL, 2007).

$$\omega_i^{(t)} = \omega_i^{(t-1)} + \Delta\omega_{rr,i} \quad (4.7)$$

Der Rollwiderstand hängt also von der Einsinktiefe eines Blockes ab, je größer die Einsinktiefe, umso größer ist auch der Rollwiderstand. Für die Modellierung wird den jeweiligen Hangabschnitten (Homogenbereichen), eine Einsinktiefe u_{rr} zugeordnet. Dadurch wird es möglich, dass größere Blöcke eine höhere Sturzweite aufweisen als kleinere, so wie es in der Natur der Fall ist. Weiters kann man feststellen, dass sich die Ablagerungsmasse am Grund aus lauter kleinen Blöcken zusammensetzt, während sich größere Blöcke vor allem an der Oberfläche der Schutthalde ablagern. Dieses Phänomen kann ebenso in der Natur beobachtet werden.

4.1.4 Gleiten

Für das Gleiten wird das in PFC implementierte Gleitmodell (siehe Kapitel 3.4.2) verwendet, es sind keine Adaptionen notwendig. Bei der Modellierung wird den Wandelementen ein Reibungskoeffizient zugeordnet, wobei zwischen den verschiedenen Homogenbereichen unterschieden wird. Den Bällen wird ebenso ein Reibungskoeffizient zugeordnet. Tritt ein Ball mit einem Wandelement in Kontakt, so erfolgt die Berechnung mit dem kleineren der beiden Reibungskoeffizienten.

4.2 Dämpfungsfaktoren und Mikroparameter

Die eingeführten Dämpfungsfaktoren und Mikroparameter können, bezogen auf die Modellierung eines Felsmassenstures, in zwei Arten eingeteilt werden:

1. Parameter zur Modellierung des Verhaltens zwischen Sturzmasse und Geländeoberfläche:
 - Normalsteifigkeit Wand [Kraft/Verschiebung]
 - Schersteifigkeit Wand [Kraft/Verschiebung]
 - Reibungskoeffizient Ball-Wand [-]
 - Rollwiderstand [Länge; Einsinktiefe]
 - Kritisches Normaldämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]
 - Kritisches Scherdämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]

2. Parameter zur Modellierung des Verhaltens der Sturzmasse, der Sturzblockeigenschaften und damit auch zur Modellierung des Strömens:
- Normalsteifigkeit Ball [Kraft/Verschiebung]
 - Schersteifigkeit Ball [Kraft/Verschiebung]
 - Materialdichte [Masse/Volumen]
 - Kontaktbindung (Normalkraft) [Kraft]
 - Kontaktbindung (Scherkraft) [Kraft]
 - Reibungskoeffizient Ball-Ball [-]
 - Kritisches Normaldämpfungsverhältnis Ball-Ball [-]
 - Kritisches Scherdämpfungsverhältnis Ball-Ball [-]

4.3 Ermittlung der Geschwindigkeitsverläufe und Energielinien

Um eine Aussage über die Intensität einer Massenbewegung zu treffen, ist es nötig die Geschwindigkeits- und Energieverläufe der Gesamtmasse sowie einzelner Sturzblöcke zu kennen.

Für die Modellierung des gegebenen Felsmassensturzes wurde eine FISH-Routine entwickelt, mit welcher die Geschwindigkeiten und die kinetischen Energie der Einzelblöcke, sowie der Gesamtmasse in jedem Zeitschritt ermittelt werden.

Folgende Verläufe werden über die gesamte Sturzzeit aufgezeichnet:

- Mittlere Geschwindigkeit und Winkelgeschwindigkeit der Gesamtmasse
- Maximale Geschwindigkeit des jeweils schnellsten Balles des Gesamtensembles
- Kinetische Energie, sowie Translations- und Rotationsenergie der Sturzmasse
- Maximale kinetische Energie eines Balles des Gesamtensembles

PFC errechnet in jedem Zeitschritt die vektoriellen Geschwindigkeiten und Winkelgeschwindigkeiten der einzelnen Partikels in x -, y - und z -Richtung. Zur Ermittlung der skalaren Geschwindigkeit (Gleichung (4.8)) bzw. Winkelgeschwindigkeit (Gleichung (4.9)) eines Partikels wird der Betrag dieses Vektors gebildet.

$$|\vec{v}_{Ball}| = \sqrt{v_x^2 + v_y^2 + v_z^2} \quad (4.8)$$

$$|\vec{\omega}_{Ball}| = \sqrt{\omega_x^2 + \omega_y^2 + \omega_z^2} \quad (4.9)$$

In jedem Zeitschritt wird die jeweils maximale Geschwindigkeit v_{max} und Winkelgeschwindigkeit ω_{max} aufgezeichnet und in einem Diagramm über die gesamte Sturzzeit aufgetragen. Die Vektoren der Maximalgeschwindigkeit zeigen meist nicht in Richtung der Sturzbahn (z. B. beim Springen eines Balles) und weisen einen sehr sprunghaften Verlauf auf und besitzen deshalb nur sehr geringe Aussagekraft.

Die Ermittlung der mittleren Geschwindigkeit (Gleichung (4.10)) und Winkelgeschwindigkeit (Gleichung (4.11)) der Gesamtmasse erfolgt über die Bildung eines vektoriellen Mittels. Dabei werden die Geschwindigkeiten bzw. Winkelgeschwindigkeiten der einzelnen Partikel in x-, y- und z-Richtung aufsummiert und abschließend der Betrag dieser Vektorsummen gebildet und durch die Ballanzahl dividiert.

$$\bar{v}_{ges} = \frac{\sqrt{\left(\sum_{i=1}^n v_{x,i}\right)^2 + \left(\sum_{i=1}^n v_{y,i}\right)^2 + \left(\sum_{i=1}^n v_{z,i}\right)^2}}{n}, \quad n \dots \text{Ballanzahl} \quad (4.10)$$

$$\bar{\omega}_{ges} = \frac{\sqrt{\left(\sum_{i=1}^n \omega_{x,i}\right)^2 + \left(\sum_{i=1}^n \omega_{y,i}\right)^2 + \left(\sum_{i=1}^n \omega_{z,i}\right)^2}}{n}, \quad n \dots \text{Ballanzahl} \quad (4.11)$$

Im Gegensatz zu den Maximalgeschwindigkeiten stimmen die Vektoren der mittleren Geschwindigkeit der Gesamtmasse gut mit denen der Sturzbahn überein.

PFC stellt eine Möglichkeit zur Verfügung die kinetische Energie der gesamten Sturzmasse direkt zu ermitteln. Da jedoch angestrebt wurde auch die Translations- und Rotationsenergie, sowie die kinetische Energie von Einzelblöcken aufzuzeichnen, wurde die PFC-Lösung nur zur anfänglichen Kontrolle der erstellten FISH-Routine verwendet.

Die Translationsenergie eines einzelnen Sturzblockes ergibt sich mit

$$E_{tran} = \frac{1}{2} \cdot m \cdot |\vec{v}_{Ball}|^2 \quad (4.12)$$

und die Rotationsenergie mit

$$E_{rot} = \frac{1}{2} \cdot I \cdot |\vec{\omega}_{Ball}|^2$$

$$I_{Kugel} = \frac{2}{5} \cdot m \cdot r^2$$
(4.13)

wobei I das Massenträgheitsmoment des Sturzblockes ist und m dessen Masse.

Die kinetische Energie eines Partikels erhält man aus der Summe der Translations- und Rotationsenergie:

$$E_{kin} = E_{tran} + E_{rot}$$
(4.14)

In jedem Zeitschritt wird die Energie jenes Partikels mit der größten kinetischen Energie $E_{kin,max}$ aufgezeichnet und in einem Diagramm dargestellt.

Der Verlauf der kinetischen Energie sowie der Translations- und Rotationsenergie der gesamten Sturzmasse ergibt sich durch Aufsummieren der Energien aller Partikel in jedem Zeitschritt.

$$E_{kin,ges} = \sum_{i=1}^n E_{kin,i}$$

$$E_{tran,ges} = \sum_{i=1}^n E_{tran,i} \quad , \quad n \dots \text{Ballanzahl}$$
(4.15)

$$E_{rot,ges} = \sum_{i=1}^n E_{rot,i}$$

Bei einer Simulation kann es durchaus vorkommen, dass einzelne Partikel das Beobachtungsgebiet aufgrund hoher Sturzweiten verlassen und in den freien Fall übergehen. Damit die Geschwindigkeitsverläufe und Energielinien dadurch nicht verfälscht werden, wurde eine FISH-Routine geschrieben, welche diese Bälle sofort nach Verlassen des Beobachtungsgebietes löscht. Dadurch werden die Geschwindigkeits- und Energieverläufe zwar auch verändert, aber da es sich im Verhältnis zum Gesamtensemble nur um eine sehr kleine Anzahl von Bällen handelt, kann dies vernachlässigt werden.

4.4 Abbruchkriterium

Da PFC eine Berechnung nicht selbstständig stoppt, muss ein Abbruchkriterium definiert werden, das angibt, wann das Programm die Berechnung beendet. Dies kann über die Angabe einer bestimmten Anzahl von Rechenschritten erfolgen oder durch die Definition eines Toleranzkriteriums. Der Abbruch einer Berechnung nach einer definierten Anzahl von Rechenschritten setzt voraus, dass bereits vor der Berechnung bekannt ist, wann die Sturzmasse zum Stillstand kommt. Diese Information ist im Allgemeinen nicht vorhanden (FRÜHWIRT, 2004).

Daher wird ein Toleranzkriterium eingeführt, welches die Berechnung abbricht, wenn die maximale Geschwindigkeit aller Partikel der Sturzmasse unter 0,1 m/s liegt. Die Ermittlung der maximalen Geschwindigkeit v_{max} wurde in Kapitel 4.3 erklärt. Wird dieser annähernde Ruhezustand nach 150.000 Berechnungsschritten nicht erreicht, wird die Berechnung ebenfalls abgebrochen. Dadurch können hohe Rechenzeiten verhindert werden. Gegebenenfalls müssen die Parameter neu gewählt werden, da mit hoher Wahrscheinlichkeit ein zu geringer Rollwiderstand angesetzt wurde.

5 Bearbeitungsgebiet

Die Gemeinde Hallstatt (508 *m NN*) liegt im südlichen Teil Oberösterreichs, 50 *km* südöstlich von Salzburg, direkt am Hallstätter See (siehe Abbildung 5.1). Das untersuchte Gebiet befindet sich westlich von Hallstatt im Bereich des Hallstätter Salzberges und ist Teil des orografischen Einzugsgebietes des Mühlbaches. Die gefährdete Zone um das Rote Kögele (1100 bis 1200 *m NN*) liegt ca. 100 Meter oberhalb der bestehenden Straße (siehe Abbildung 5.3), die die einzige Zufahrtsmöglichkeit zum Hallstätter Salzberg darstellt. Das Rote Kögele besteht aus massivem Hellkalk und bildet eine markante, weit sichtbare, etwa 125 *m* lange und 40 *m* hohe Felswand (siehe Abbildung 6.4), welche den Abrissbereich früherer Felsstürze darstellt. Im südwestlichen Teil dieser Wand ereignete sich im Dezember 1985 ein Felssturz mit einer Kubatur von 25.000 *m*³, dem bereits 4 Jahre zuvor ein kleinerer Felssturz (800 *m*³) voranging. Beide Ereignisse führten zur Zerstörung der darunter liegenden Straße. Das unter der Abbruchwand folgende Schuttfeld ist etwa 1 *ha* groß und erstreckt sich in östlicher Richtung bis wenige Meter unterhalb der – nach dem Felssturz 1985 neu angelegten – Straße (EHRET, 2002). Auffallend sind vor allem die Großblöcke, welche sich am oberen Rand des Schuttfeldes befinden.



Abbildung 5.1: Darstellung der Lage von Hallstatt auf der Österreichkarte



Abbildung 5.2: Übersichtsplan mit Markierung des Bearbeitungsgebietes (BMLFUW/LFRZ, 2007, für alle weiteren orthografischen Luftbilder gilt dasselbe)



Abbildung 5.3: Bearbeitungsgebiet mit Höhengichtlinien

6 Geologische und geotechnische Verhältnisse

Aus geologischer Sicht gehört das Bearbeitungsgebiet zum Ostalpin und befindet sich im mittleren Abschnitt der Nördlichen Kalkalpen (siehe Abbildung 6.1). Die Hallstätter Zonen der Ostalpen weisen in der Obertrias eine Gliederung in Schwellen mit Hallstätter Kalken und Becken mit Pötschenschichten auf, die gegenüber der Normalfazies (Dachsteinkalk- und Hauptdolomit-Fazies) eine auffallend geringe Mächtigkeit haben. Beide Bereiche werden sedimentär von Zlambachschichten überlagert. Die Tektonik ist durch bereits synsedimentär einsetzende Bewegungen des salzführenden Haselgebirges, die zur Zerlegung in einzelne Schollen führen, gekennzeichnet (PISTOTNIK, 1974).

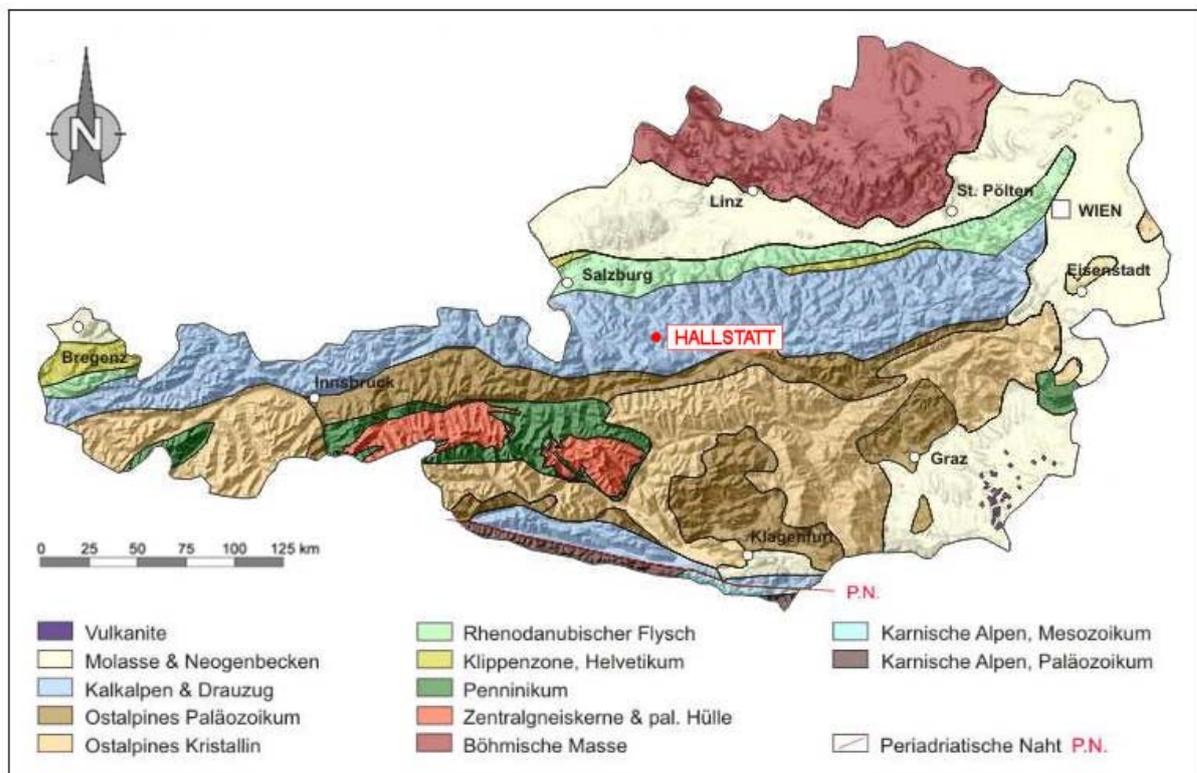
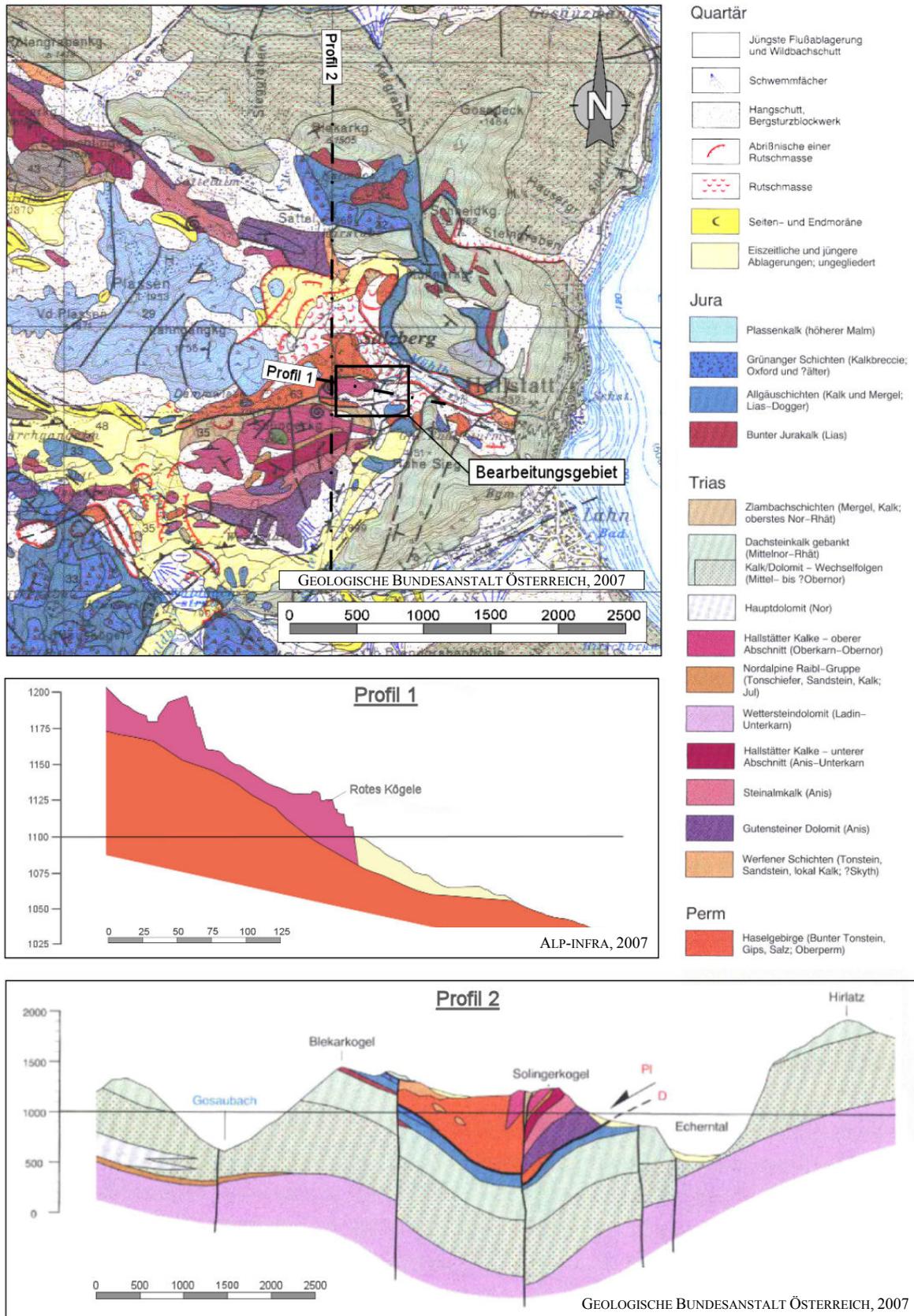


Abbildung 6.1: Geologische Übersichtskarte von Österreich (nach GEOLOGISCHE BUNDESANSTALT ÖSTERREICH, 2007)

Der Bereich Steinbergkogel – Rotes Kögele stellt eine tektonisch vollkommen isolierte Scholle (Steinbergkogel-Scholle) aus massigen bis gebankten Kalksteinen der Hallstätter Fazies dar. Diese lagern auf einer inkompetenten Unterlage, die von der Haselgebirge-Formation und teilweise auch von der Zlambach-Formation gebildet wird (siehe Abbildung 6.2). Als Folge der Auflast gibt die Unterlage nach und weicht seitlich aus (EHRET, 2002).



Weiters existieren aufgrund des seit über 2000 Jahren anhaltenden Salzabbaues im Hallstätter Salzstock Untertage große Hohlräume. Zusammen mit der inkompetenten Unterlage der Haselgebirge-Formation führt dies zum Einsinken und Zerschneiden der Deckplatte in einzelne, bis zu 40 Mio. m³ große Schollen, die sich langsam auseinander bewegen. Große Halden aus jungen Steinschlag- und Felssturzmaterial zeugen von der anhaltenden Bewegung (EHRET, 2002).

Die spröde Deckplatte weist an der Oberfläche eine Länge von etwa 400 m und eine Breite von höchstens 200 m auf und ragt maximal 75 m aus dem duktilen, tonig-schluffigen Unterlager heraus. Die Tiefenerstreckung dieser Scholle ist ungewiss, jedoch lässt die hohe kinematische Aktivität im Bereich des Roten Kögeles (östlicher Teil der Steinbergkogel-Scholle) auf eine geringe Mächtigkeit von wenigen Zehnermetern schließen (EHRET, 2002).

Die hier repräsentierte geotechnische Situation einer spröden Deckplatte über einem duktilen Sockel ist häufig Ursache für Bergzerreißungsphänomene mit Ablösungen von Felsblöcken und -trümmern im Randbereich der starren Platte (MOSER, M., LOTTER, M. & MEIER, H, 2000). Geomechanisch entspricht dieser Versagensmechanismus einem System „Hart auf Weich“, das von POISEL & EPPENSTEINER (1988, 1989) beschrieben wurde. Durch die Auflast der spröden Deckplatte kommt es hierbei zu einer Deformation der plastisch duktilen Unterlage. Dies führt zum Ausquetschen bzw. Ausfließen des weichen Sockelmaterials und zum Zerschneiden und Abgleiten der spröden karbonatischen Blöcke (siehe Abbildung 6.3). Offene Spalten, gekrümmt wachsende und gekippte Bäume sowie ein Teppich aus gespannten Wurzeln im Abbruchgebiet zeugenden von den zunehmenden Zugspannungen.

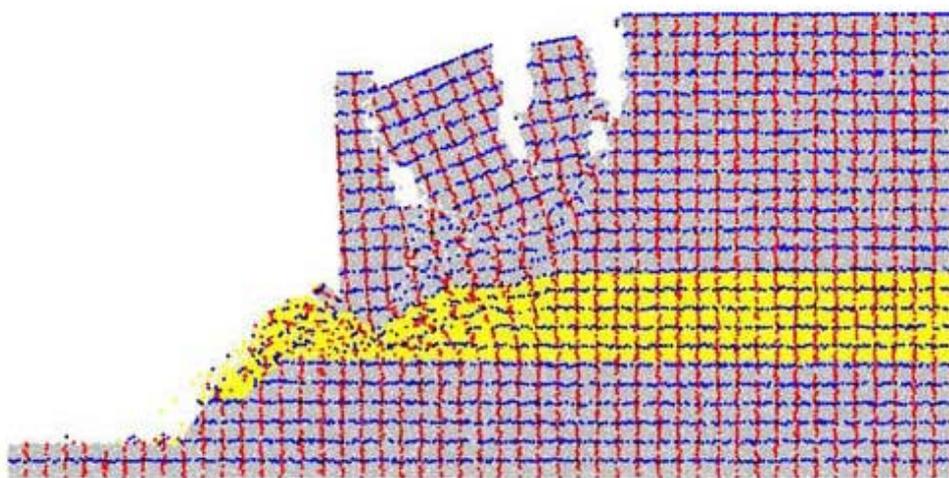


Abbildung 6.3: Schematisches PFC-Modell des Versagensmechanismus „Hart auf Weich“ (PREH, 2004)

Die Kinematik am Steinbergkogel wird seit 1987 untersucht. MERKL (1989) und LOTTER (2001) haben dabei festgestellt, dass sich die gesamte Steinbergkogel-Scholle mit einer Geschwindigkeit von max. 0,5 bis 1 cm/a talwärts bewegt. Die Verschiebungsrate steigert sich zum unteren Rand der Deckplatte auf ca. 1,5 bis 4 cm/a .

Für die vorliegende Arbeit wurde das Bearbeitungsgebiet von ALP-INFRA aufgenommen und in 4 mögliche Abbruchszenarien unterteilt. Das Volumen der gesamten Sturzmasse beläuft sich auf etwa 260.000 m^3 . Die Szenarien 1 bis 3 weisen die größten Eintrittswahrscheinlichkeiten auf, während sich der volumenmäßig größte Bereich 4 mit einer eher geringen Wahrscheinlichkeit lösen wird. Diese Aussage stützt sich auf die bereits erwähnten Untersuchungen von MERKL (1989) und LOTTER (2001), die festgestellt haben, dass die Bewegungen hangaufwärts mehr und mehr abnehmen. Zur Festlegung der Parameter wurde der Felssturz aus dem Jahre 1985 in seine ursprüngliche Lage zurückgeführt. Dieser Absturz (25.000 m^3) wurde als Szenario 0 bezeichnet. Die Lage der einzelnen Abbruchszenarien wird in Abbildung 6.4 dargestellt, wobei eine genauere Beschreibung in den Kapiteln 8.1 und 9.1 folgt.

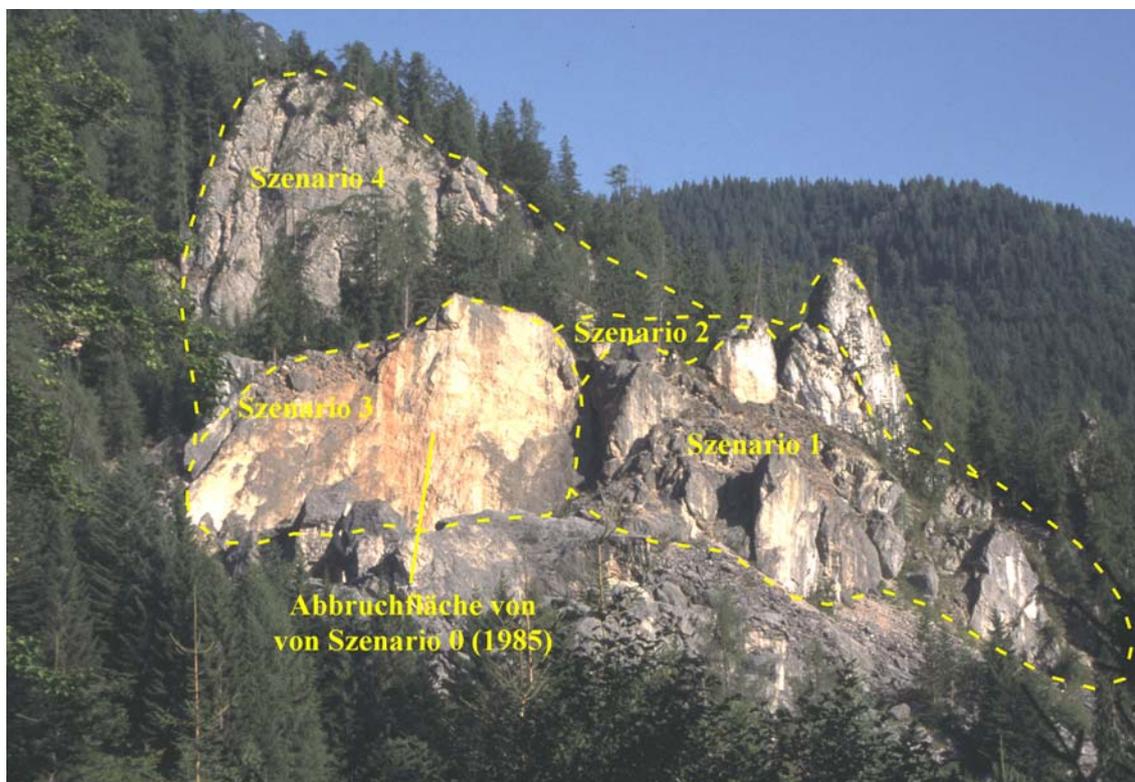


Abbildung 6.4: Blick auf die Abbruchflächen mit Kennzeichnung der einzelnen Szenarien nach ALP-INFRA; Blickrichtung: Nordwesten (Aufnahme: EHRET August 2002)



Abbildung 6.5: Blick vom Roten Kögele auf die ca. 25.000 m^3 große Felssturzmasse von 1985
(Aufnahme: Juli 2007)

7 Modellaufbau

Der Modellaufbau von Felsmassenstürzen mit PFC^{3D} gliedert sich in 2 Teilabschnitte:

1. Modellierung der Geländeoberfläche
2. Modellierung der Sturzmasse

Im Folgenden werden diese Teilabschnitte und deren Zusammenführung genauer beschrieben.

7.1 Modellierung des Geländes

Um ein Geländemodell erstellen zu können, wurde das Bearbeitungsgebiet von ALP-INFRA mittels 3D-Laserscanning vermessen. Dabei erfolgt die Aufnahme durch zeilen- oder rasterartiges Überstreichen der Oberfläche mit einem Laserstrahl. Aus der ermittelten Impulslaufzeit, Phasenlaufzeit oder durch Lichtschnitttriangulation kann die Oberflächengeometrie digital aufgebaut werden (WIKIPEDIA, 2007).

Neben der digitalen Geländeaufnahme wurde von ALP-INFRA eine geologisch-geomorphologische Kartierung mit Schwerpunkt im Bereich der Strukturgeologie (Zerlegungsgrad, Verbandsfestigkeit, Auflockerungsgrad und -tiefe, Haupttrennflächengefüge, Kluftkörpergrößen) durchgeführt und die möglichen Abbruchgebiete zukünftiger Felsmassenstürze (Szenario 1-4) festgelegt. Zur Kalibrierung der benötigten Parameter für die PFC-Modellierung wurde der Felsmassensturz aus dem Jahre 1985 in seine Ausgangsposition rückgeführt und die zugehörige Ablagerungsfläche mit Volumenverteilung angegeben (Szenario 0, ALP-INFRA).

Mit diesen Daten erstellte ALP-INFRA ein detailliertes 3D-Flächenmodell mit den Oberflächen der einzelnen Abbruchszenarien. Dieses Flächenmodell wurde mit AUTODESK LAND DESKTOP 3 bearbeitet. Um das Flächenmodell in PFC einlesen zu können, musste über die gegebenen 3D-Flächen ein quadratischer Punktraster gelegt werden (siehe Abbildung 7.1). Da das Gelände eine ziemlich unruhige Oberfläche vorweist, wurde ein Raster von 7,5 x 7,5 Metern gewählt, obwohl ein noch kleineres Raster wünschenswert gewesen wäre. Darauf wurde jedoch verzichtet, da sonst die Rechenzeiten bei der PFC-Simulation stark zugenommen hätten. Es wäre natürlich von Vorteil, nur für bestimmte Geländebereiche (vor allem im Bereich der steilen Abbruchflanken und der abgelagerten Großblöcke) ein engmaschigeres Netz zu wählen, die Entwicklung einer PFC-Routine, die dies ermöglicht, ist jedoch erst in Ausarbeitung.

Aus den erzeugten Punktrastern wurden die 3D-Oberflächen und der Untergrund getrennt für Szenario 0 und Szenario 1-4 aufgebaut, für eine bessere Darstellung wurden für den Untergrund die Höhenschichtenlinien generiert.

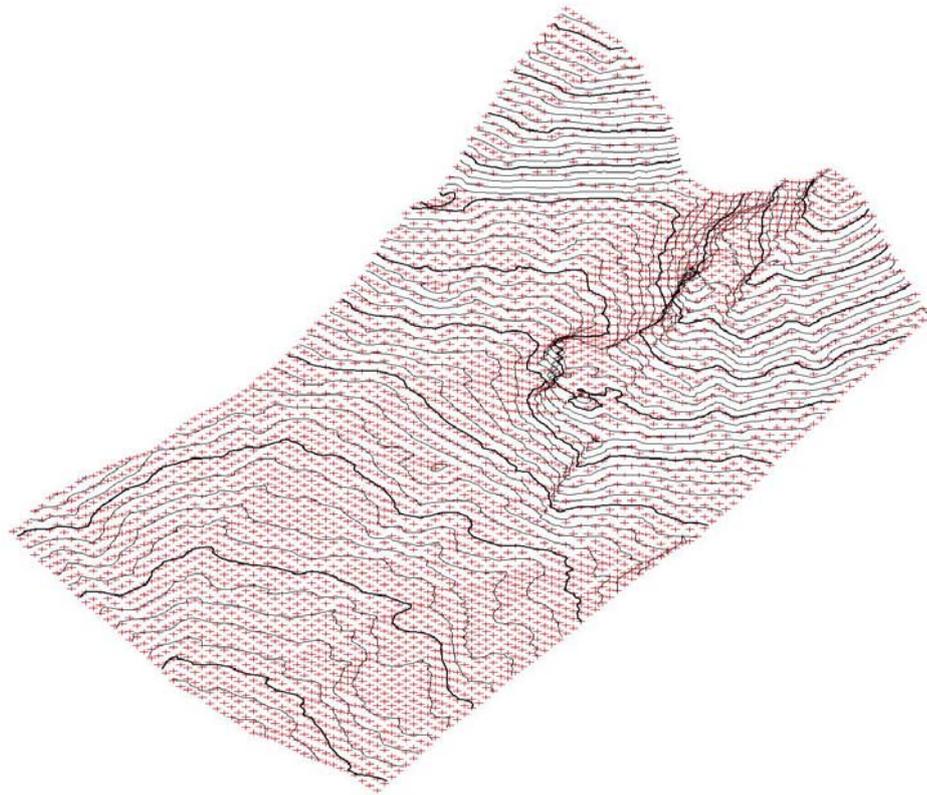


Abbildung 7.1: Axonometrische Darstellung der Höhenschichtenlinien sowie der rot markierten Rasterpunkte (7,5 x 7,5 m)

Die von ALP-INFRA gelieferten Daten enthielten ein Flächenmodell des Untergrunds sowie die Oberflächen der einzelnen Szenarien (siehe Abbildung 7.2). Um die Sturzmasse mit PFC generieren zu können, werden jedoch für jedes Szenario eine Abbruch- und Deckfläche benötigt, innerhalb welcher die Partikel erzeugt werden. Durch Verschneiden der gegebenen Rasterflächen der verschiedenen Szenarien mit den jeweils darunter liegenden ergaben sich die erforderlichen Abbruch- und Deckflächen. Der Untergrund wurde aus dem zuvor erstellten Rastermodell übernommen (siehe Abbildung 7.3).

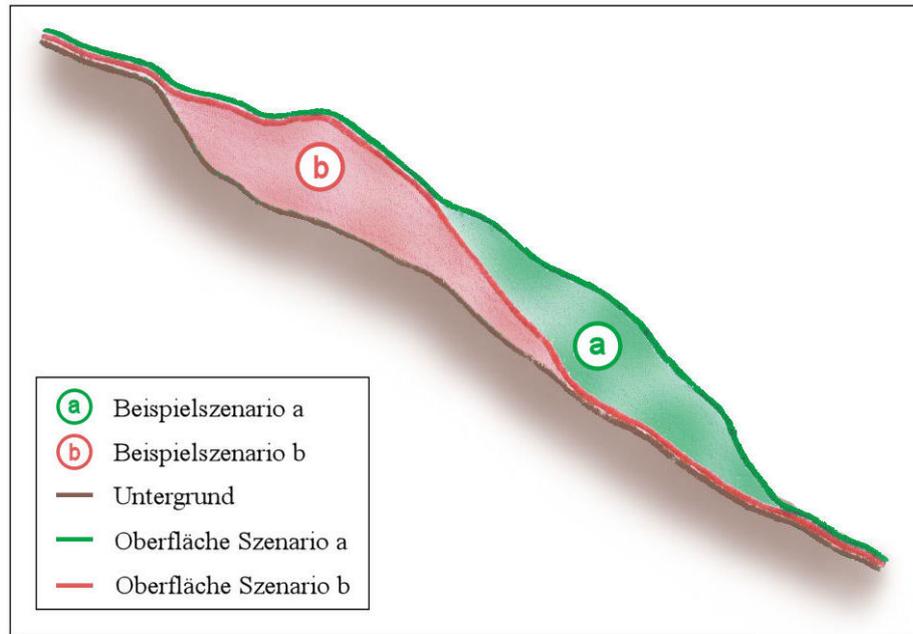


Abbildung 7.2: Schematischer Schnitt durch die gelieferten 3D-Flächen; Veranschaulichung anhand der Beispielszenarien a und b

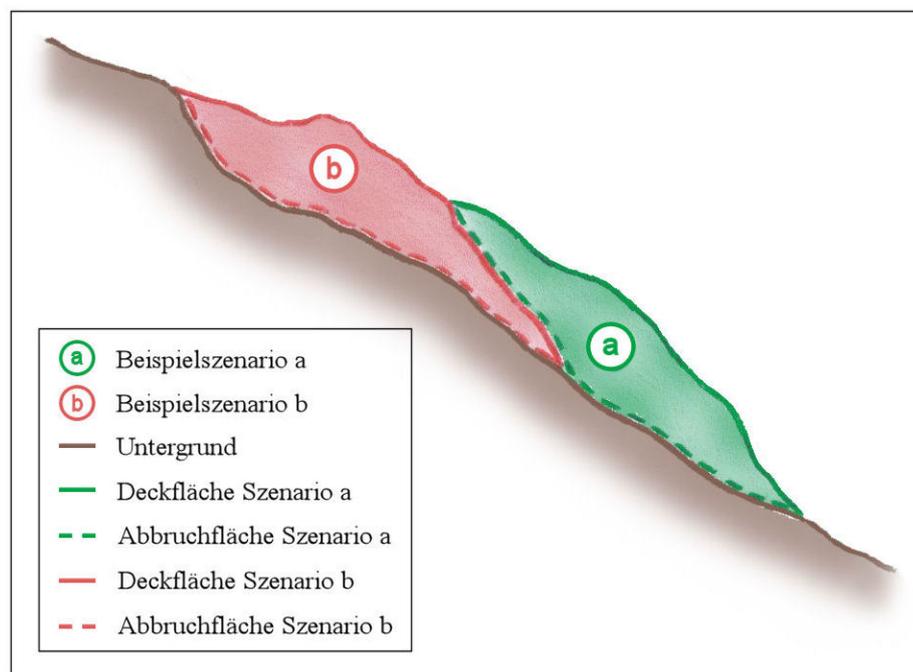


Abbildung 7.3: Schematischer Schnitt durch die erstellten 3D-Flächen; Veranschaulichung anhand der Beispielszenarien a und b

Im nächsten Schritt wurde die Geländeoberfläche bzw. der Untergrund in Bereiche mit gleichen Eigenschaften unterteilt. Auf Basis der Orthofotos vom BUNDESMINISTERIUM FÜR LAND- UND FORSTWIRTSCHAFT, UMWELT UND WASSERWIRTSCHAFT (BMLFUW/LFRZ, 2007) wurde zwischen folgenden 4 Bereichen unterschieden:

- Wald
- Wiese
- Hangschutt
- Abbruchfläche (Gleitfläche, auf der die Sturzmasse abrutscht)

Den oben genannten Homogenbereichen werden in der PFC-Rechnung unterschiedliche Rollwiderstände, Reibungs- und Dämpfungsparameter zugewiesen.

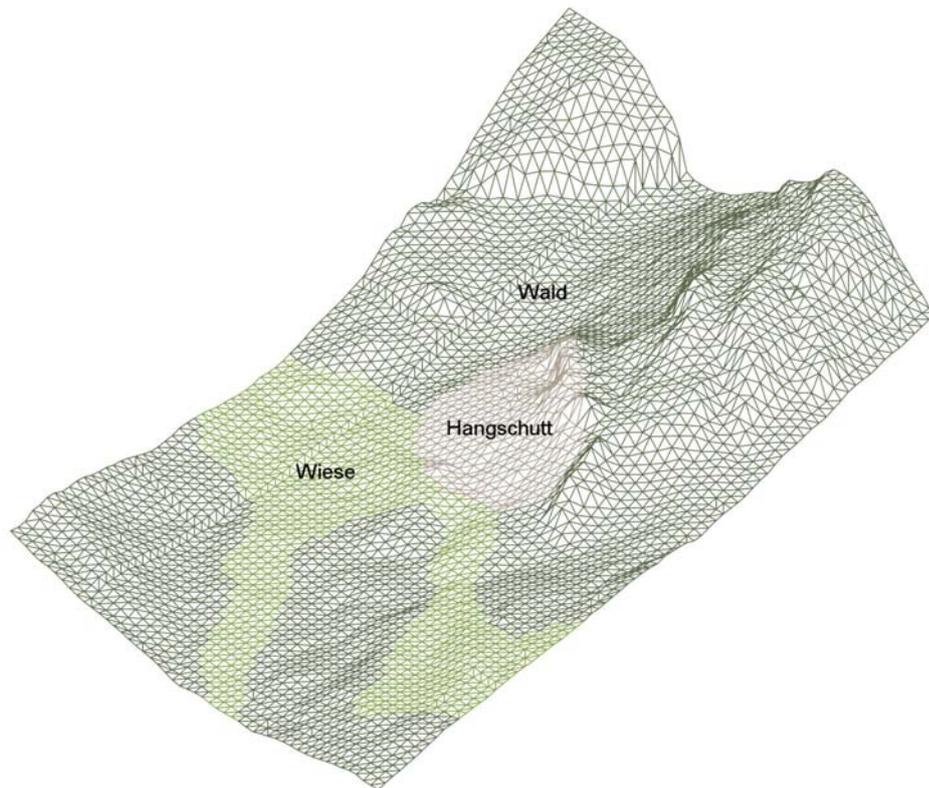


Abbildung 7.4: Trianguliertes 3D-Flächenmodell mit den Bereichen verschiedener Untergrundeigenschaften

Zur besseren Veranschaulichung wurden für die beiden Modelle (Szenario 0, Szenario 1-4) 3D-Renderings erstellt, die in Abbildung 7.5 und Abbildung 7.6 dargestellt sind.

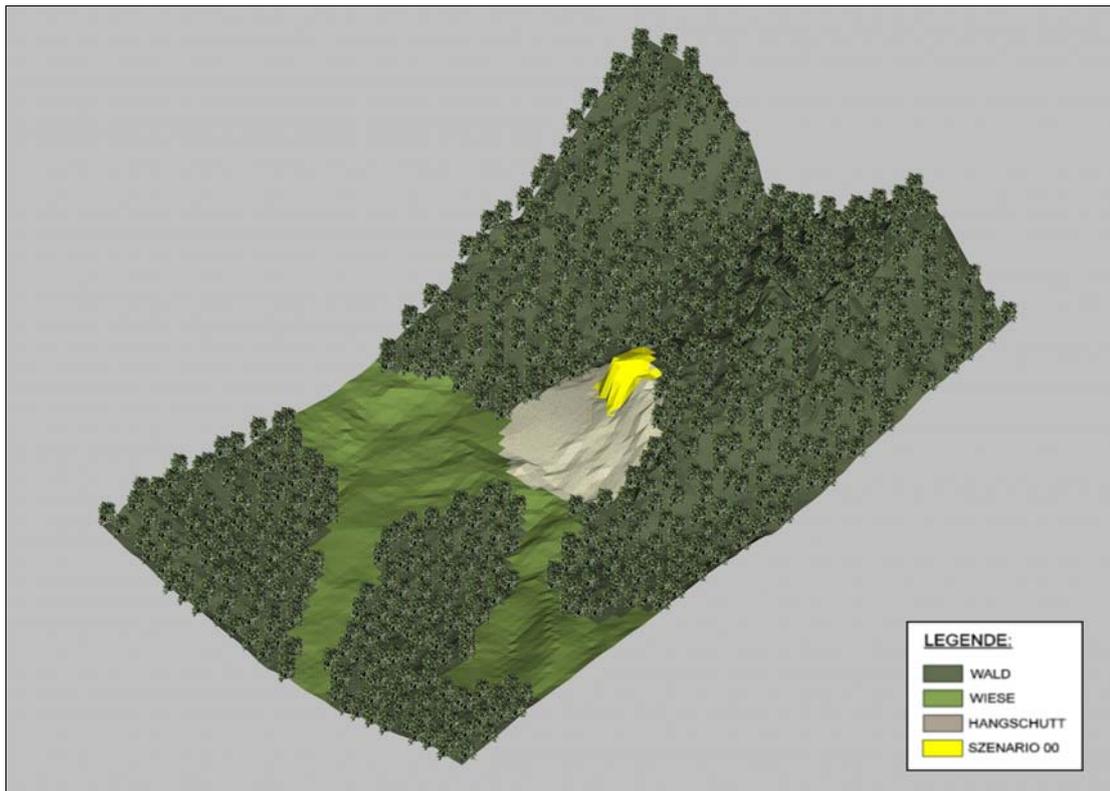


Abbildung 7.5: 3D-Rendering von Szenario 0 (Ansicht aus Nord-Ost)



Abbildung 7.6: 3D-Rendering von Szenario 1-4 (Ansicht aus Nord-Ost)

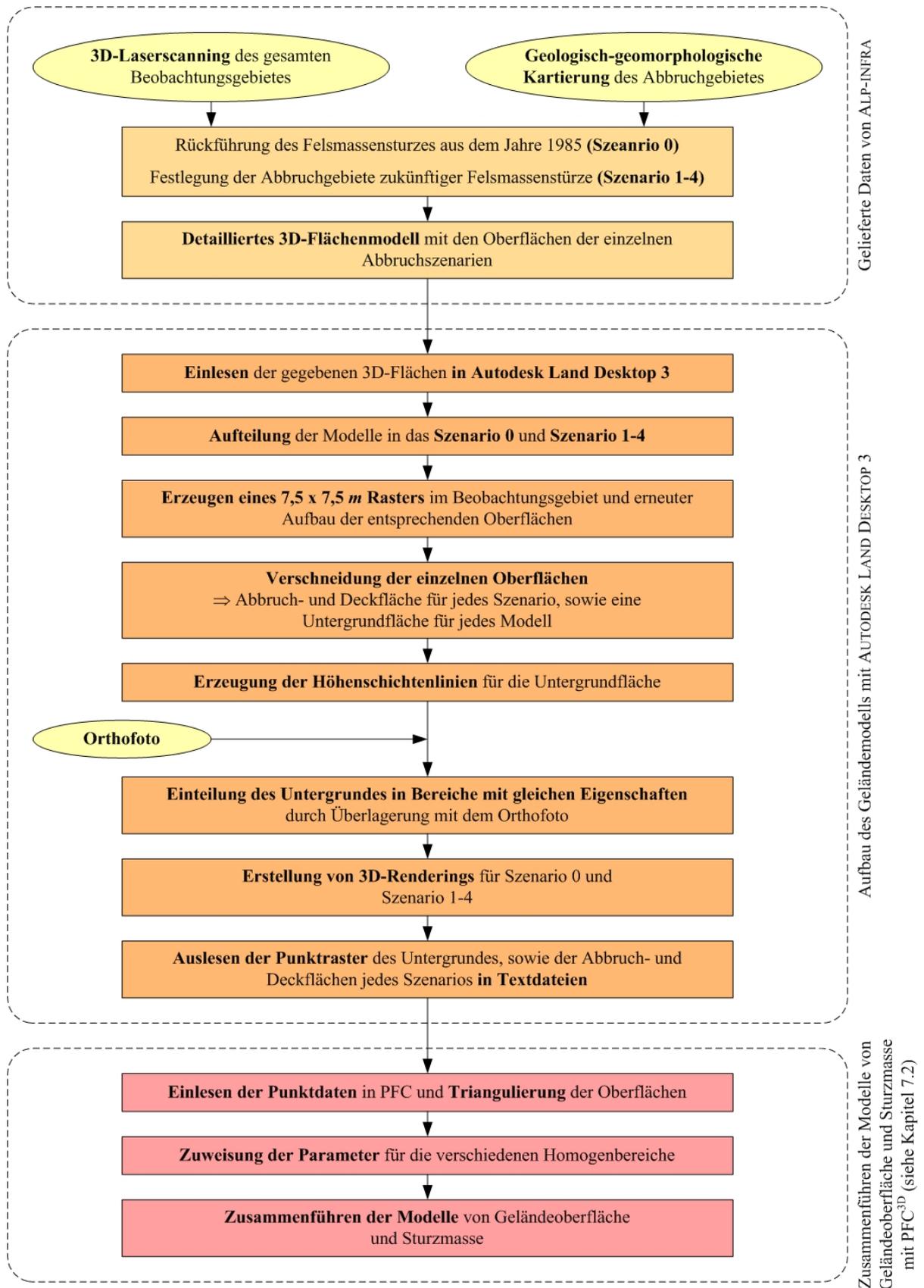


Abbildung 7.7: Ablauf der Modellierung des Geländes

Abschließend wurden die Punktraster des Untergrundes (Hangschutt, Wald, Wiese, Abbruchfläche), sowie der Abbruch- und Deckflächen der einzelnen Szenarien in Textdateien ausgelesen.

Die Triangulierung der Oberflächen, Abbruchflächen und Deckflächen mit den erzeugten Punktdaten, sowie die Zuweisung der Parameter für die Homogenbereiche erfolgten mittels PFC^{3D} und werden im nächsten Kapitel genauer beschrieben.

7.2 Modellierung der Sturzmasse

Die Generierung der Sturzmasse sowie das Einbauen des Geländemodells erfolgten mit PFC^{3D}. Anfangs wurden die Punktlisten des Untergrundes mit den einzelnen Homogenbereichen eingelesen und daraus die Geländeoberfläche mit PFC-Wandelementen aufgebaut. Die Triangulation erfolgte mit einer von PREH (2004) entwickelten FISH-Routine. Die Zuweisung der Rollwiderstände, sowie der Reibungs- und Dämpfungsparameter erfolgte erst nach dem Generieren der Sturzmasse. Nach dem Erstellen der Oberfläche wurden die für die Generierung der Sturzmasse notwendigen Abbruch- und Deckflächen eingelesen und in PFC aufgebaut.

Die Modellierung der Sturzmasse erfolgte mit der Methode der Radiusexpansion. Dabei werden die Partikel zufällig zwischen der Deckfläche und der Abbruchfläche platziert und mit unterschiedlichen Radien generiert. Da es beim Erzeugen der Bälle zu keinen Überlappungen und Berührungen kommen darf, werden die Bälle zum Zeitpunkt ihrer Erzeugung verkleinert und erst nach der Generierung aller Partikel auf ihre spätere Größe ausgedehnt (FRÜHWIRT, 2004). Beim Vergrößern der Bälle werden diese ineinander gepresst, dadurch entstehen örtliche Überlappungen, welche Druckspannungen verursachen. Würde man zu diesem Zeitpunkt die Deckfläche löschen, so würden die Bälle in alle Richtungen davon geschleudert. Das Ausführen von 500 Rechenschritten führt zu einer besseren Verteilung der Partikel zwischen Abbruch- und Deckfläche und damit zum Abbau der Druckspannungen. Die Rechenschritte werden über den kritischen Zeitschritt (siehe Kapitel 3.6) bestimmt. Die Abbruchmasse von Szenario 0 wurde in der oben genannten Form generiert, zum Starten des Runouts musste lediglich die Deckfläche gelöscht werden (siehe Abbildung 7.9).

Szenario 1 -4 wurde ebenfalls mit der Methode der Radiusexpansion erstellt. Da sich jedoch die Abbruch- und Deckflächen der einzelnen Szenarien teilweise überlappen, wurden die Daten der Abbruchmasse nach dem Generieren in eine Text-Datei geschrieben. Anschließend wurden der Untergrund für das Gesamtszenario 1-4 neu generiert und die Balldaten

eingesehen. Bei der Abbruchfläche handelte es sich dabei um die unterste Gleitfläche, auf der die 4 Szenarien abrutschen. Um die Oberflächenspannungen abzubauen, wurde eine geringe Anzahl von Rechenschritten ausgeführt (die obersten Bälle heben sich vom Ensemble ab) und anschließend die Translations- und Rotationsgeschwindigkeiten sowie die Kräfte und Momente gleich Null gesetzt. Dadurch wird garantiert, dass keine Bälle davonspringen. Weiters spart man sich so das zeitaufwändige Löschen der Wandelemente der Deckflächen. Damit sich nicht die Gesamte Sturzmasse 1-4 zusammen löst, wurden die Bälle der nicht betroffenen Szenarien zwischenzeitig in ihrer Ausgangsposition fixiert. Diese Fixierung wurde erst gelöst, nachdem das vorherige Szenario seine Ruhelage (Endlage) erreicht hat. Die Anzahl der Rechenschritte bis zur Ruhelage wird über das in Kapitel 4.4 beschriebene Abbruchkriterium festgelegt (siehe Abbildung 7.10).

Zur Erstellung der Sturzmasse wurden zwei Blockgrößenverteilungen gewählt. Diese wurden an die vorhandene Blockgrößenverteilung, welche von ALP-INFRA aus der Schutthalde der vergangenen Sturzprozesse ermittelt wurde, angepasst. Da es nicht möglich war, die Ballgrößen nach der Gaußschen Glockenkurve zu verteilen, wurden gleichmäßige Verteilungen gewählt, die annähernd an die ermittelte Blockgrößenverteilung herankommen.

Für die PFC-Rechnung wurden folgende Blockgrößenverteilungen herangezogen:

- Blockgrößenverteilung 1: Balldurchmesser 1,0 bis 4,0 m
- Blockgrößenverteilung 2: Balldurchmesser 0,5 bis 5,0 m

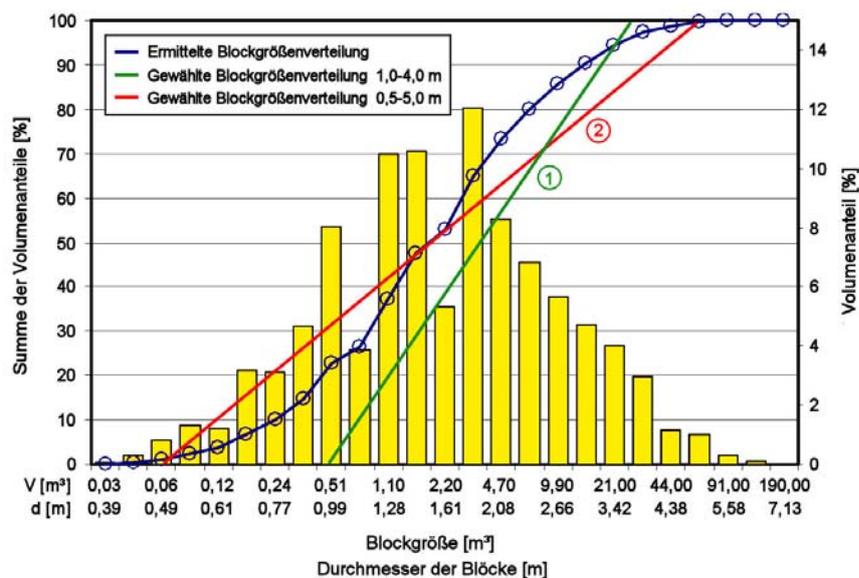


Abbildung 7.8: Aus dem Hangschutt ermittelte Blockgrößenverteilung (nach ALP-INFRA, 2007), sowie gewählte Verteilungen für die PFC-Rechnungen

Wie man in Abbildung 7.8 sehen kann, kommt die Blockgrößenverteilung 2 näher an die aus dem Hangschutt ermittelte Verteilung heran. Es wurde jedoch auch mit der Blockgrößenverteilung 1 gearbeitet, da bei dieser, aufgrund der geringeren Anzahl von Großblöcken, mehr Bälle generiert werden und somit das Gesamtensemble der Sturzmasse besser wiedergegeben werden kann. Je nach Verteilung mussten die Rollwiderstände, sowie die Reibungs- und Dämpfungsparameter der Bälle und des Untergrundes verschieden gewählt werden. So mussten bei Verteilung 2 die Rollwiderstände höher gesetzt werden, da die Großblöcke ansonsten zu viel Geschwindigkeit aufgenommen hätten und unrealistische Ablagerungspositionen erzielt hätten.

Da alle PFC-Berechnungen mit beiden Blockgrößenverteilungen durchgeführt wurden, ergaben sich gute Vergleichsmöglichkeiten.

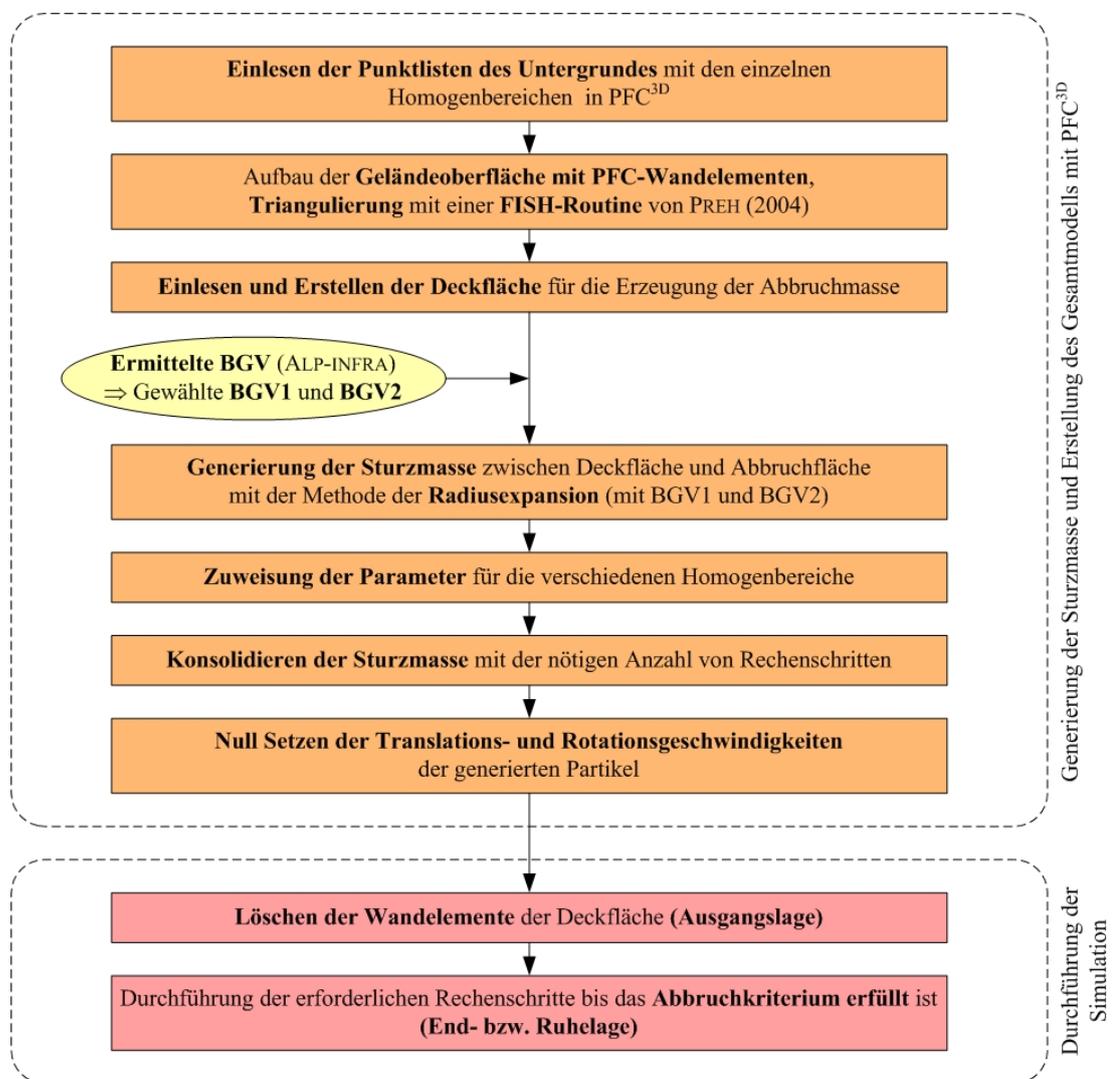


Abbildung 7.9: Ablauf der Generierung der Sturzmasse und der Erstellung des Gesamtmodells von Szenario 0

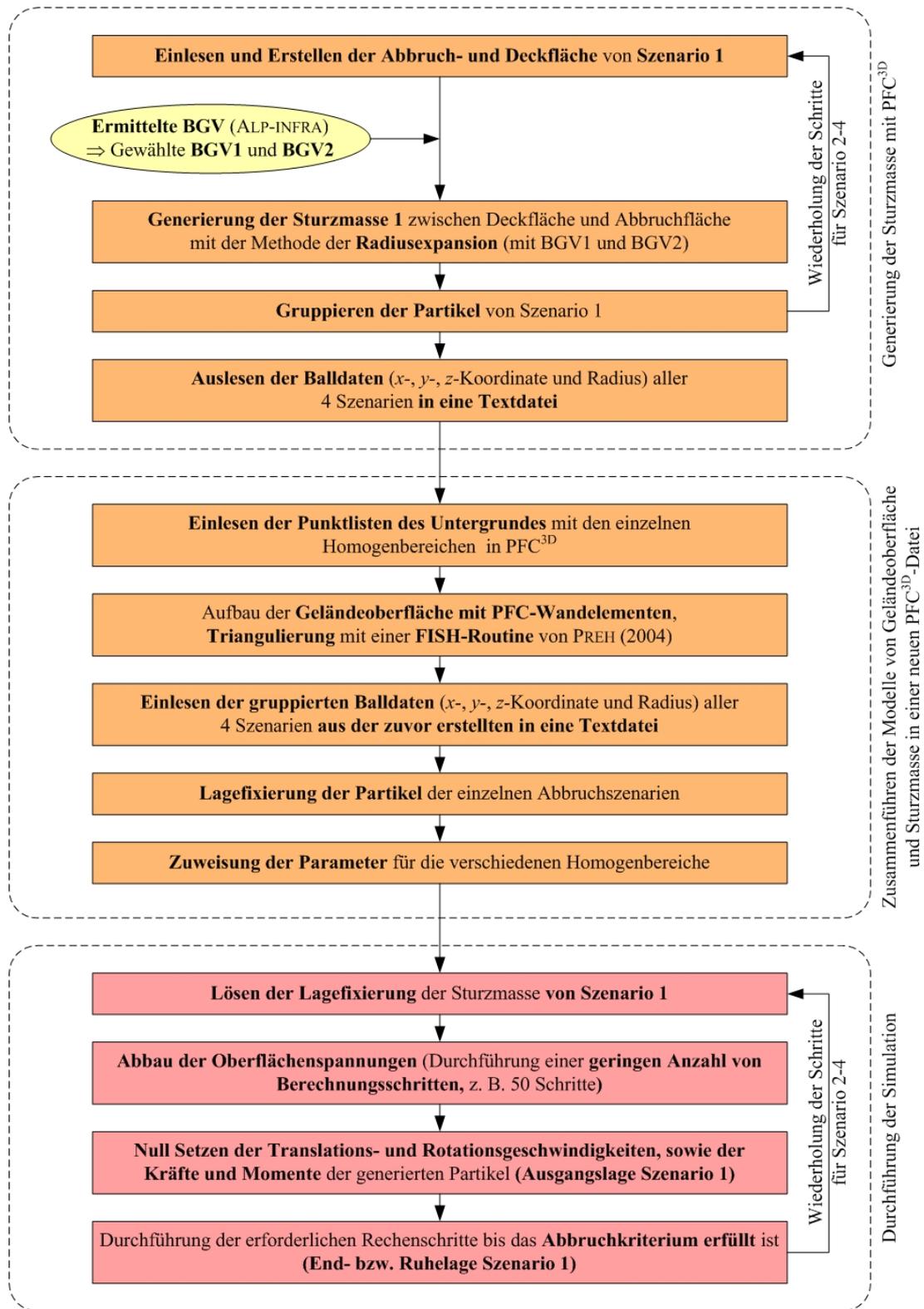


Abbildung 7.10: Ablauf der Generierung der Sturzmasse und der Erstellung des Gesamtmodells von Szenario 1-4

8 Rückrechnung des Felsmassensturzes von 1985 – Szenario 0

8.1 Allgemeines

Die Sturzmasse von Szenario 0 befand sich ursprünglich an der orografisch rechten Seite des Roten Kögeles, direkt vor der Abbruchfläche des Szenarios 3. Es handelt sich dabei um einen Felssturz aus dem Jahr 1985, welcher von ALP-INFRA in die entsprechende Nische rückgeführt wurde. Anhand dieser Ausgangsposition und der gegebenen Endposition konnten die Parameter für die Szenarien 1-4 kalibriert werden.

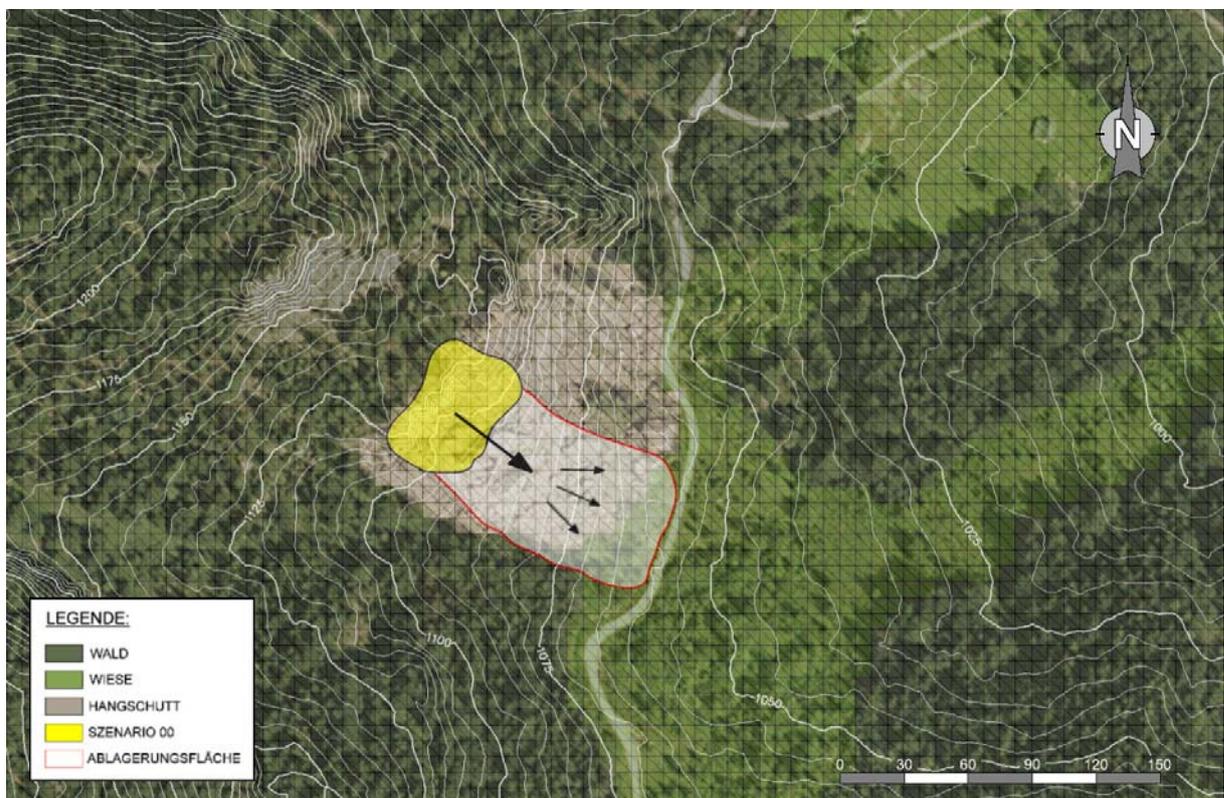


Abbildung 8.1: Übersichtsplan mit der zugehörigen Ablagerungsfläche, Szenario 0

Das Szenario 0 besitzt ein Sturzvolumen von 24.800 m^3 , welches - wie bereits in Kapitel 7.2 erwähnt – mit 2 verschiedenen Blockgrößenverteilungen (BGV 1 und BGV 2) modelliert wurde. Je nach Blockgrößenverteilung ergibt sich eine unterschiedliche Ballanzahl. Obwohl die BGV 2 näher an die ermittelte BGV herankommt, kann der Sturzprozess mit der BGV 1 besser modelliert werden, da dieser eine höhere Ballanzahl aufweist. HEIM hat bereits 1932 festgestellt, dass das Strömen von Felsmassen mit einer größeren Zahl kleinerer Bälle (Blöcke) besser modelliert werden kann.

8.2 Übersichtsplan und Schnitte

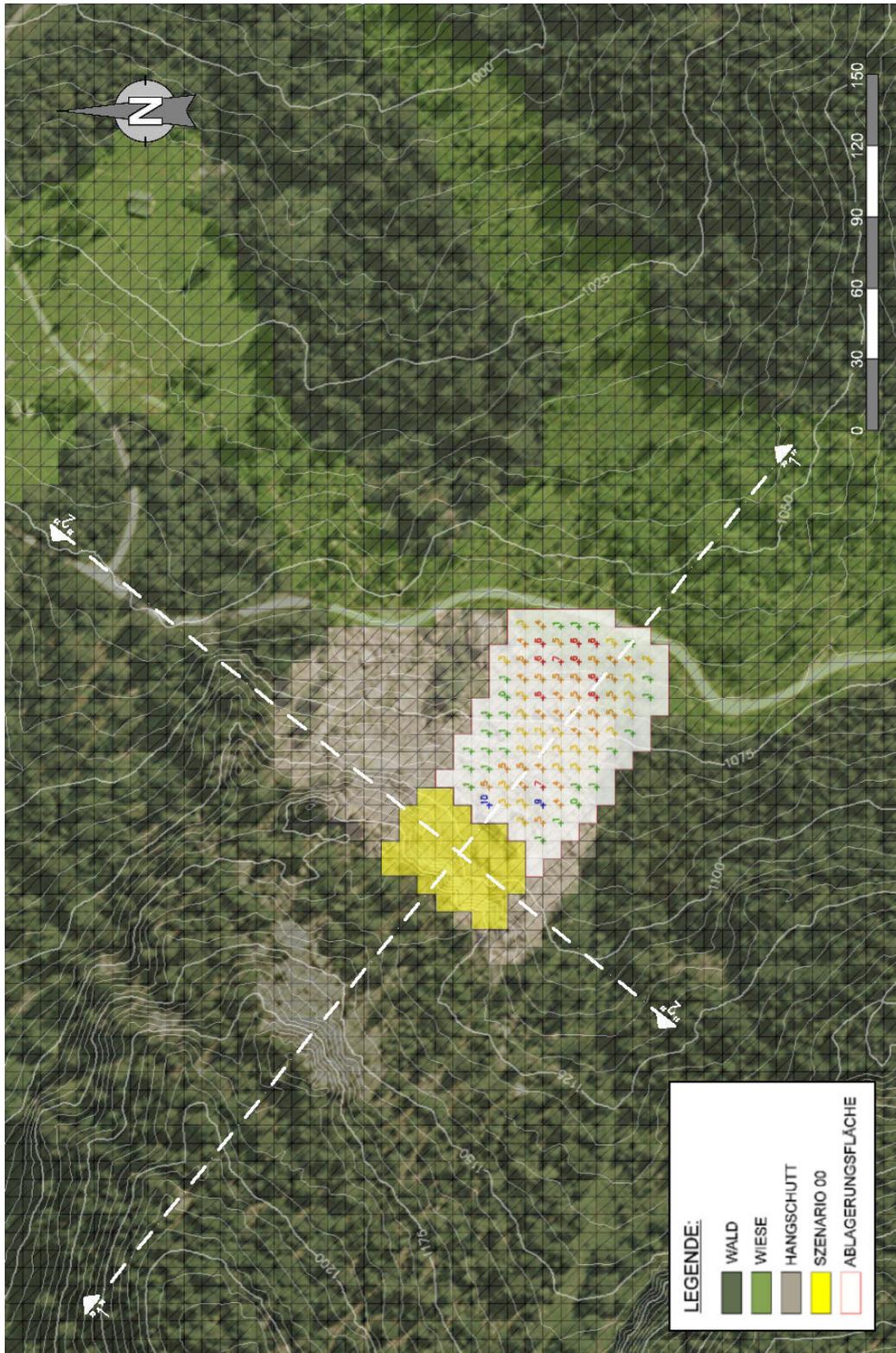


Abbildung 8.2: Übersichtsplan Szenario 0 mit prognostizierter Ablagerungsfläche sowie Angabe der Ablagerungshöhen in Metern (nach ALP-INFRA, 2007)

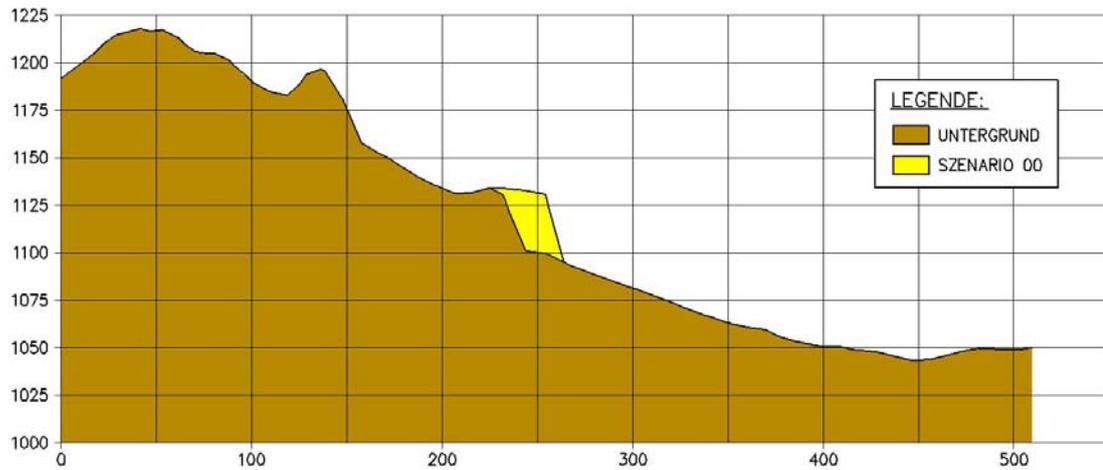
SCHNITT 1-1

Abbildung 8.3: Schnitt 1-1, Szenario 0

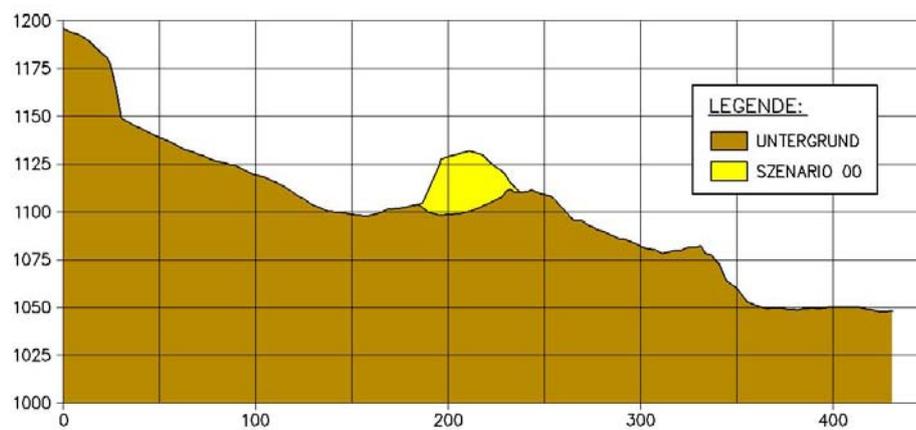
SCHNITT 2-2

Abbildung 8.4: Schnitt 2-2, Szenario 0

8.3 Blockgrößenverteilung 1 (BGV 1)

8.3.1 Ausgangslage



Abbildung 8.5: Ansicht aus Nord-Ost, Ausgangslage Szenario 0, BGV 1



Abbildung 8.6: Draufsicht, Ausgangslage Szenario 0, BGV 1

8.3.2 Parameterstudie

<i>Szenario 00 - Blockgrößenverteilung 1</i>	<i>Fall 01</i>	<i>Fall 02</i>
<i>Allgemeine Angaben</i>		
Berechnungsschritte [-]	91.132	43.655
Volumen [m^3]	24.800	24.800
Wandanzahl Oberfläche [-]	7600 (1-7600)	7600 (1-7600)
Wandanzahl Deckel [-]	80 (7601-7680)	80 (7601-7680)
Ballanzahl [-]	517 (1-581)	517 (1-581)
Blockgrößenverteilung - Durchmesser [m]	1,0 - 4,0	1,0 - 4,0
Porosität [%]	35,0	35,0
<i>Parameter Abbruchfläche</i>		
Normalsteifigkeit [kN/m]	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$
Schersteifigkeit [kN/m]	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$
Reibungskoeffizient Ball-Wand [-]	$\tan 30^\circ = 0,577$	$30^\circ = 0,577$
Rollwiderstand [cm]	5,0	5,0
Kritisches Normaldämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]	0,5	0,5
Kritisches Scherdämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]	0,5	0,5
<i>Parameter Hangschutt</i>		
Normalsteifigkeit [kN/m]	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$
Schersteifigkeit [kN/m]	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$
Reibungskoeffizient Ball-Wand [-]	$\tan 60^\circ = 1,732$	$\tan 60^\circ = 1,732$
Rollwiderstand [cm]	12,5	20,0
Kritisches Normaldämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]	0,8	0,8
Kritisches Scherdämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]	0,8	0,8
<i>Parameter Wald</i>		
Normalsteifigkeit [kN/m]	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$
Schersteifigkeit [kN/m]	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$
Reibungskoeffizient Ball-Wand [-]	$\tan 40^\circ = 0,839$	$\tan 40^\circ = 0,839$
Rollwiderstand [cm]	7,5	12,5
Kritisches Normaldämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]	0,7	0,7
Kritisches Scherdämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]	0,7	0,7
<i>Parameter Wiese</i>		
Normalsteifigkeit [kN/m]	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$
Schersteifigkeit [kN/m]	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$
Reibungskoeffizient Ball-Wand [-]	$\tan 30^\circ = 0,577$	$\tan 30^\circ = 0,577$
Rollwiderstand [cm]	5,0	7,5
Kritisches Normaldämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]	0,7	0,7
Kritisches Scherdämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]	0,7	0,7
<i>Parameter Bälle</i>		
Normalsteifigkeit [kN/m]	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$
Schersteifigkeit [kN/m]	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$
Kontaktbindung (Normalkraft) [kN]	-	-
Kontaktbindung (Scherkraft) [kN]	-	-
Materialdichte [kg/m^3]	2.700	2.700
Reibungskoeffizient Ball-Ball [-]	$\tan 60^\circ = 1,732$	$\tan 60^\circ = 1,732$
Kritisches Normaldämpfungsverhältnis Ball-Ball [-]	0,5	0,5
Kritisches Scherdämpfungsverhältnis Ball-Ball [-]	0,5	0,5

Tabelle 8.1: Parameterstudie für Szenario 0, BGV 1

Das Gesamtvolumen von 24.800 m^3 wurde bei dieser BGV (Durchmesser: 1,0–4,0 m) mit 517 Bällen und einer Porosität von 35 % generiert. Die Oberfläche wurde mit 7600 Wandelementen aufgebaut, die beim Starten des Runouts gelöschte Deckfläche besteht aus 80 Wandelementen.

Im Rahmen einer Parameterstudie wurden die Einflussgrößen (Rollwiderstände, Reibungs- und Dämpfungsparameter) innerhalb von plausiblen Grenzen variiert, bis die Simulation einen realistischen Sturzverlauf (bezüglich Sprunghöhen und –weiten) sowie Reichweite und Verteilung ergab (PREH & MÖLK, 2007). Die Ausgangsparameter wurden anhand von Erfahrungswerten aus Vergleichsprojekten und durch die Kenntnisse aus der Hangbegehung festgelegt. Da die Sturzmasse durch den abgelagerten Blockschutt naturgemäß sehr stark abgebremst wird, werden dem Bereich Hangschutt hohe Rollwiderstände sowie hohe Reibungs- und Dämpfungsparameter zugewiesen. Vergleicht man die Bereiche Wald und Wiese miteinander, so weisen diese annähernd dieselben Parameter auf. Um die Wirkung der Bäume und die etwas höhere Einsinktiefen zu berücksichtigen wurde der Rollwiderstand und der Reibungskoeffizient beim Wald etwas erhöht. Für die Abbruchfläche wurden sehr niedrige Rollwiderstände, Reibungs- und Dämpfungsparameter angesetzt, da es sich dabei um die Gleitfläche handelt, auf der die Sturzmasse abrutscht.

Für die BGV 1 wurden zur Ermittlung der erforderlichen Parameter 2 Parametervariationen (Fall 1-2) durchgeführt (siehe Tabelle 8.1). Bei Fall 1 wurden die Rollwiderstände zu niedrig gesetzt und die Ablagerungsfläche der Sturzblöcke ging weit über die prognostizierte hinaus (siehe Abbildung 8.7), teilweise verließen Partikel sogar das Bearbeitungsgebiet. Für Fall 2 wurden die Rollwiderstände um 60 % erhöht, dies führte zu einer guten Übereinstimmung mit der angegebenen Ablagerungsfläche (siehe Abbildung 8.9). Deshalb wurden diese Ergebnisse für die Simulation von Szenario 1-4 herangezogen. Die Reibungs- und Dämpfungsparameter wurden zwischen den beiden Fällen nicht variiert. Da die Geschwindigkeiten bei den untersuchten Felsmassenstürzen eher gering sind, haben die Dämpfungsparameter keinen so hohen Einfluss, wie bei vergleichbaren Felsmassenstürzen mit höheren Geschwindigkeiten. Dies konnte bei der Untersuchung der Felsmassenstürze von der „Punta Thurwieser“ festgestellt werden (POISEL, PREH & KOC, 2007). Aufgrund der hohen Geschwindigkeiten, die dort vorherrschten, kam es bei der PFC-Simulation zu sehr hohen und teilweise unrealistischen Sprunghöhen. Daher wurden die Dämpfungsverhältnisse und Rollwiderstände hoch gesetzt.

Die genauen Ergebnisse von Szenario 0 (BGV 1) werden nur für die endgültigen Parameter (Fall 2) dargestellt, eine detaillierte Beschreibung erfolgt in den Kapiteln 8.3.3 und 8.3.4.

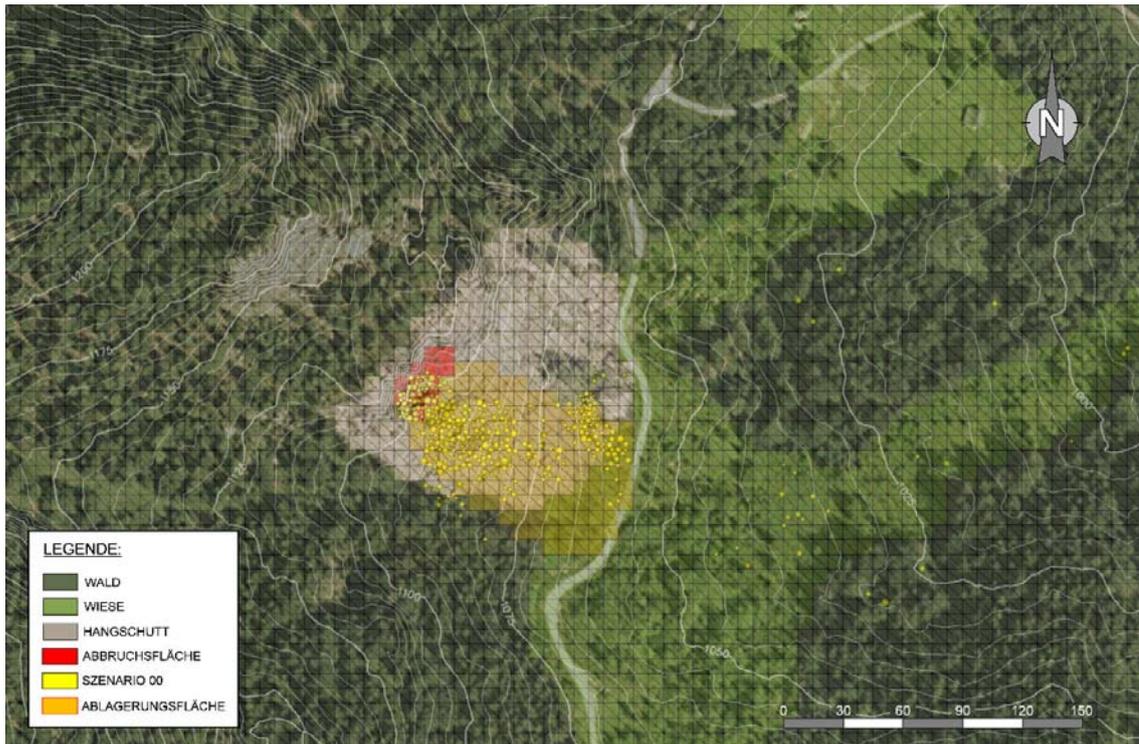


Abbildung 8.7: Überlagerung der Endlage mit dem Orthofoto, sowie Kennzeichnung der prognostizierten Ablagerungsfläche, Szenario 0, BGV 1 – Fall 1

8.3.3 Endlage

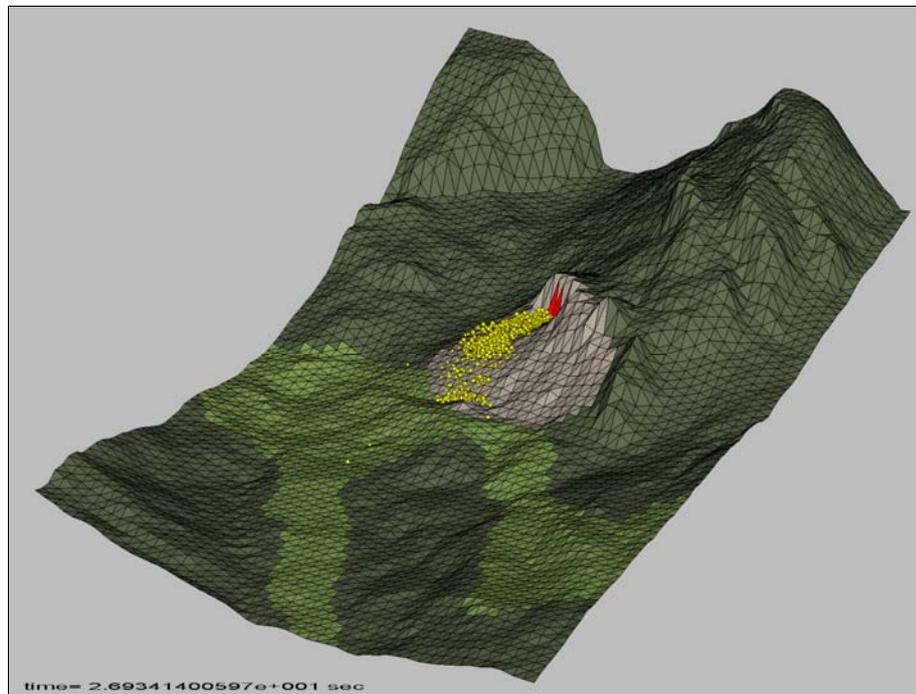


Abbildung 8.8: Ansicht aus Nord-Ost, Endlage Szenario 0, BGV 1 – Fall 2

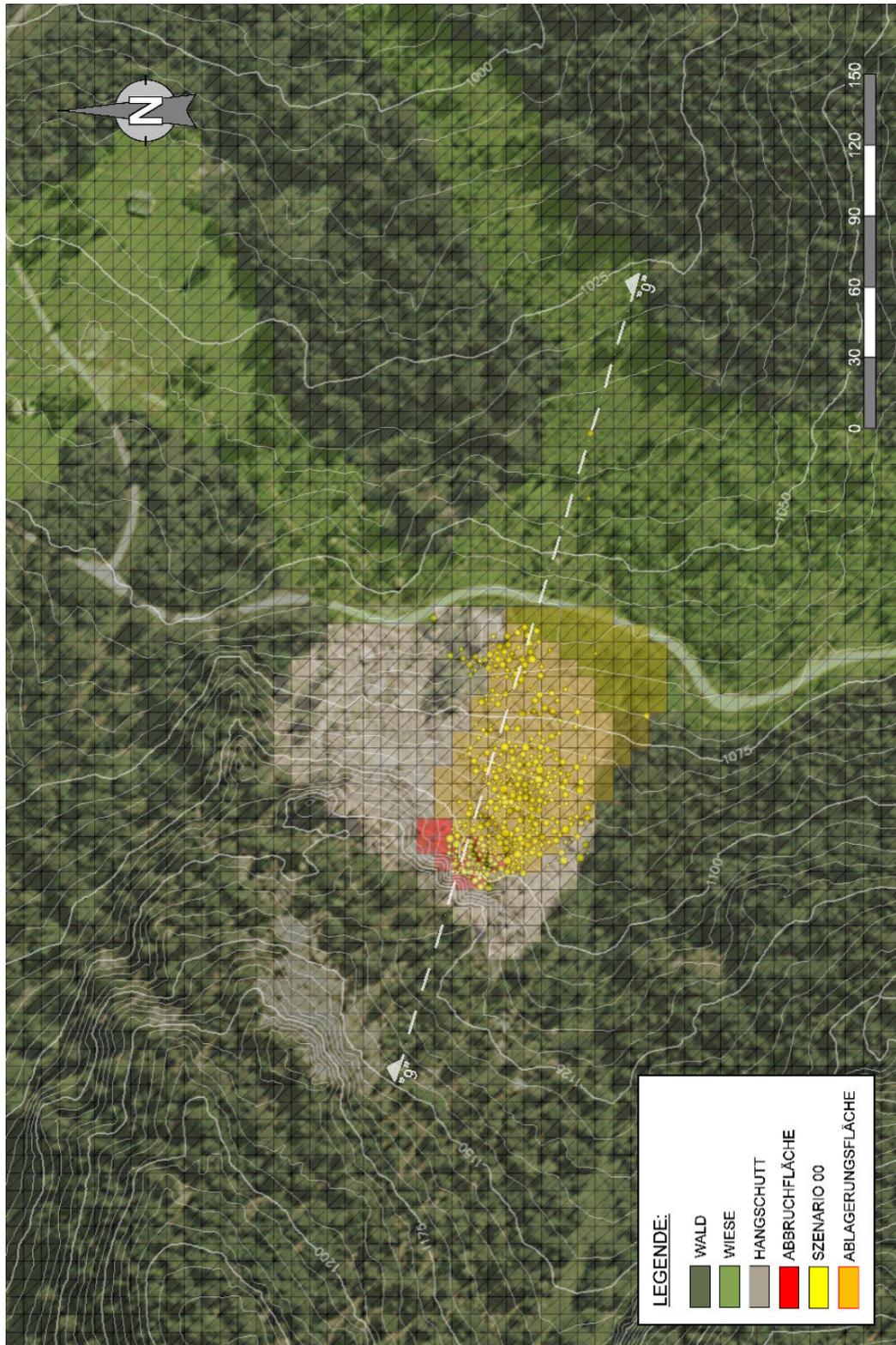


Abbildung 8.9: Überlagerung der Endlage mit dem Orthofoto, sowie Kennzeichnung der prognostizierten Ablagerungsfläche, Szenario 0, BGV 1 – Fall 2

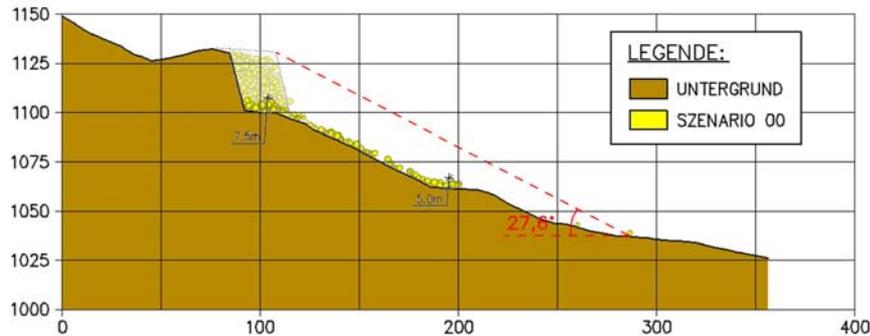
SCHNITT 9-9

Abbildung 8.10: Schnitt 9-9 mit Kennzeichnung des Fahrböschungswinkels sowie der Mächtigkeit des Ablagerungsmaterials, Szenario 0, BGV 1 – Fall 2

Wie man in Abbildung 8.9 erkennen kann, stimmt die Endlage der abgelagerten Sturzmasse gut mit der Schutthalde überein. Auch wenn die laut ALP-INFRA prognostizierte Ablagerungsfläche weiter nach unten reicht, wurde versucht, das Simulationsergebnis an die Schutthalde aus dem Orthofoto anzugleichen, da dieses als realistischer erscheint. Betrachtet man den Schnitt 9-9 (Abbildung 8.10) und vergleicht diesen mit den Ablagerungshöhen (Abbildung 8.2), so erkennt man, dass auch in dieser Beziehung eine gute Übereinstimmung erzielt wurde.

Der Fahrböschungswinkel der Sturzmasse von Szenario 0 mit der BGV 1 beträgt $27,6^\circ$. Die Hauptmasse erreicht eine Reichweite von ca. 100 Metern und kommt oberhalb der bestehenden Straße auf einer Höhe von 1060 *m NN* zum Stillstand. Einzelblöcke entfernen sich bis zu 170 Meter von der Absturzstelle und erreichen ihre Ruhelage auf einer Höhe von 1037 *m NN*. Dies ist aber durchaus realistisch, da auf dem bestehenden Orthofoto Einzelblöcke in dieser Position erkennbar sind.

Aufgrund der guten Übereinstimmungen wurden die in Fall 2 gewählten Parameter (Abbildung 8.9) für die Simulation von Szenario 1-4 mit der BGV 1 herangezogen.

8.3.4 Geschwindigkeitsverläufe und Energielinien

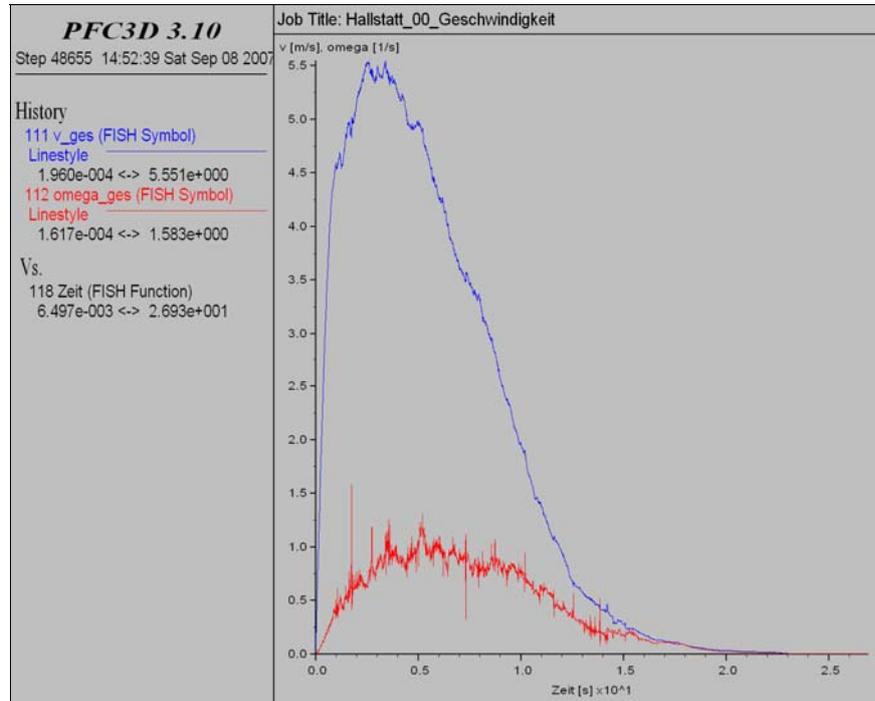


Abbildung 8.11: Verlauf der mittleren Geschwindigkeit und Winkelgeschwindigkeit der Gesamtmasse über die Zeit, Szenario 0, BGV 1 – Fall 2

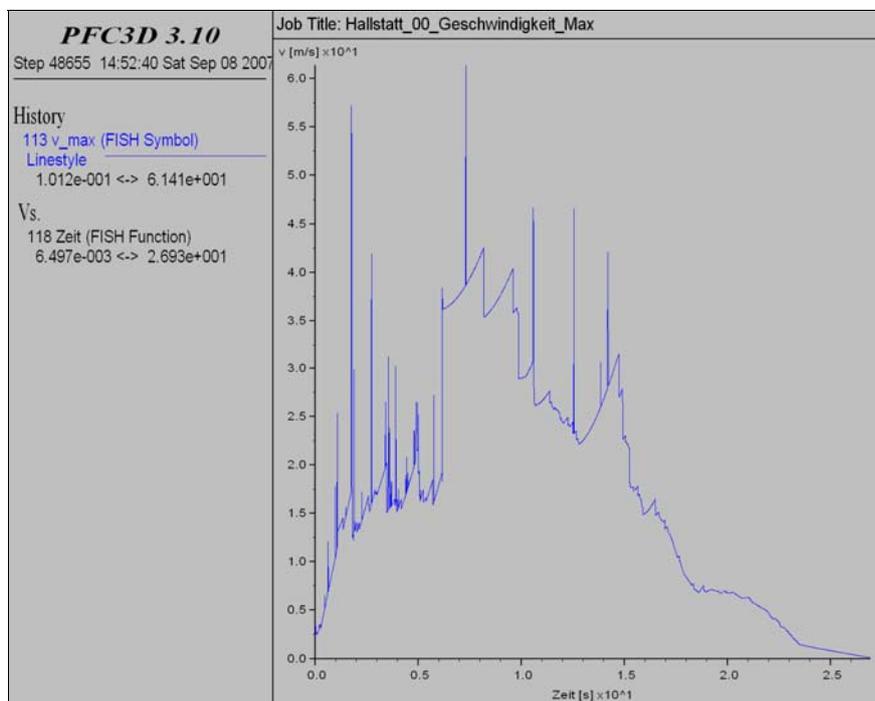


Abbildung 8.12: Verlauf der maximalen Geschwindigkeit des jeweils schnellsten Balles des Gesamtensembles über die Zeit, Szenario 0, BGV 1 – Fall 2

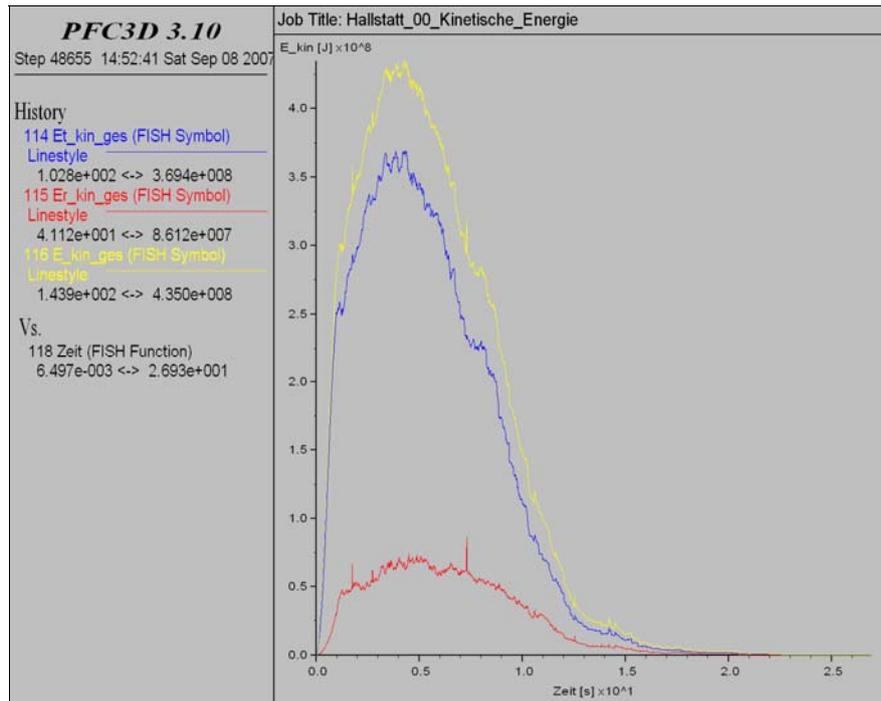


Abbildung 8.13: Verlauf der kinetischen Energie sowie der Translations- und Rotationsenergie der Sturzmasse über die Zeit, Szenario 0, BGV 1 – Fall 2

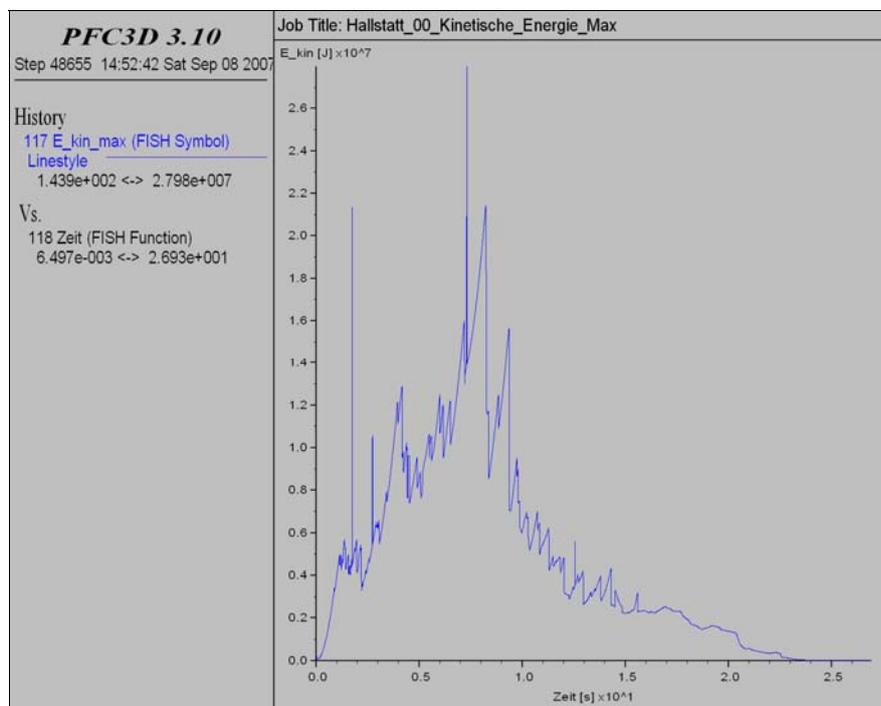


Abbildung 8.14: Verlauf der maximalen kinetischen Energie eines Balles des Gesamtensembles über die Zeit, Szenario 0, BGV 1 – Fall 2

Wie Abbildung 8.11 zeigt, erreicht die mittlere Geschwindigkeit der Gesamtmasse nach 3 Sekunden ihr Maximum ($5,5 \text{ m/s}$) und kommt nach ca. 20 Sekunden zum Stillstand. Betrachtet man den Verlauf der Maximalgeschwindigkeit des jeweils schnellsten Balles des Ensembles, so kann man feststellen dass dieser einen sehr sprunghaften und teilweise unrealistischen Verlauf aufweist. Die Ergebnisse sind nicht vergleichbar, da die Geschwindigkeitsvektoren der Einzelblöcke nicht in Richtung der Sturzbahn zeigen und besitzen deshalb nur geringe Aussagekraft. Weiters sind die Geschwindigkeiten der Einzelblöcke teilweise zu hoch, eigentlich wären kaum Maximalgeschwindigkeiten über 25 m/s zu erwarten. Durch weitere Verbesserungen des Dämpfungsmodells kann versucht werden diesen Problemen Abhilfe zu schaffen. Aufgrund dieser Aussagen wird bei den weiteren Szenarien auf die Darstellung der Maximalgeschwindigkeit einzelner Bälle verzichtet, sie wird ausschließlich für das Abbruchkriterium eingesetzt.

Die kinetische Energie weist einen annähernd proportionalen Verlauf zur Geschwindigkeitskurve auf und erreicht nach etwa 5 Sekunden ihren Höhepunkt von $4,5 \cdot 10^5 \text{ kJ}$. Nach ca. 20 Sekunden ist der Großteil der kinetischen Energie abgebaut und die Sturzmasse kommt nach 27 Sekunden endgültig zum Stillstand. Einzelne Partikel weisen eine kinetische Energie von maximal $2,8 \cdot 10^4 \text{ kJ}$ auf. Da dieser Verlauf ebenfalls sehr sprunghaft ist wird in Folge auf dessen Darstellung verzichtet. Betrachtet man Abbildung 8.13 so kann man erkennen, dass 80 % der kinetischen Energie durch Translation erzeugt werden und nur deren 20 durch Rotation. Dies heißt aber nicht, dass die Bälle mehr Gleiten als Rollen, sondern hängt lediglich davon ab, dass durch Rotation eine geringere kinetische Energie erzeugt werden kann, als durch Translation (siehe Kapitel 2.2.1.3).

Weiters kann man erkennen, dass die Schutthalde (Hangschutt), aufgrund seiner hohen Reibungs- und Dämpfungsparameter, die kinetische Energie schnell abbaut, während Bälle welche diesen Bereich überschreiten erst spät ihre Ruhelage erreichen. Dies liegt daran, dass der Wald und die Wiese unterhalb des Hangschuttes geringere Reibungs- und Dämpfungsfaktoren besitzen und somit den Bällen weniger Widerstand entgegensetzen.

8.4 Blockgrößenverteilung 2 (BGV 2)

8.4.1 Ausgangslage



Abbildung 8.15: Ansicht aus Nord-Ost, Ausgangslage Szenario 0, BGV 2



Abbildung 8.16: Draufsicht, Ausgangslage Szenario 0, BGV 2

8.4.2 Parameterstudie

<i>Szenario 00 - Blockgrößenverteilung 2</i>	<i>Fall 11</i>	<i>Fall 12</i>	<i>Fall 13</i>	<i>Fall 14</i>
<i>Allgemeine Angaben</i>				
Berechnungsschritte [-]	150.000	150.000	95.016	116.352
Volumen [m^3]	24.800	24.800	24.800	24.800
Wandanzahl Oberfläche [-]	7600 (1-7600)	7600 (1-7600)	7600 (1-7600)	7600 (1-7600)
Wandanzahl Deckel [-]	80 (7601-7680)	80 (7601-7680)	80 (7601-7680)	80 (7601-7680)
Ballanzahl [-]	294 (1-322)	294 (1-322)	294 (1-322)	294 (1-322)
Blockgrößenverteilung - Durchmesser [m]	0,5 - 5,0	0,5 - 5,0	0,5 - 5,0	0,5 - 5,0
Porosität [%]	30,0	30,0	30,0	30,0
<i>Parameter Abbruchfläche</i>				
Normalsteifigkeit [kN/m]	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$
Schersteifigkeit [kN/m]	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$
Reibungskoeffizient Ball-Wand [-]	$\tan 30^\circ=0,577$	$\tan 30^\circ=0,577$	$\tan 30^\circ=0,577$	$\tan 30^\circ=0,577$
Rollwiderstand [cm]	5,0	5,0	5,0	5,0
Krit. Normaldämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]	0,5	0,5	0,5	0,5
Krit. Scherdämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]	0,5	0,5	0,5	0,5
<i>Parameter Hangschutt</i>				
Normalsteifigkeit [kN/m]	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$
Schersteifigkeit [kN/m]	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$
Reibungskoeffizient Ball-Wand [-]	$\tan 60^\circ=1,732$	$\tan 60^\circ=1,732$	$\tan 60^\circ=1,732$	$\tan 60^\circ=1,732$
Rollwiderstand [cm]	12,5	20,0	22,5	21,5
Krit. Normaldämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]	0,8	0,8	0,8	0,8
Krit. Scherdämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]	0,8	0,8	0,8	0,8
<i>Parameter Wald</i>				
Normalsteifigkeit [kN/m]	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$
Schersteifigkeit [kN/m]	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$
Reibungskoeffizient Ball-Wand [-]	$\tan 40^\circ=0,839$	$\tan 40^\circ=0,839$	$\tan 40^\circ=0,839$	$\tan 40^\circ=0,839$
Rollwiderstand [cm]	7,5	12,5	15,0	15,0
Krit. Normaldämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]	0,7	0,7	0,7	0,7
Krit. Scherdämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]	0,7	0,7	0,7	0,7
<i>Parameter Wiese</i>				
Normalsteifigkeit [kN/m]	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$
Schersteifigkeit [kN/m]	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$
Reibungskoeffizient Ball-Wand [-]	$\tan 30^\circ=0,577$	$\tan 30^\circ=0,577$	$\tan 30^\circ=0,577$	$\tan 30^\circ=0,577$
Rollwiderstand [cm]	5,0	7,5	10,0	11,0
Krit. Normaldämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]	0,7	0,7	0,7	0,7
Krit. Scherdämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]	0,7	0,7	0,7	0,7
<i>Parameter Bälle</i>				
Normalsteifigkeit [kN/m]	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$
Schersteifigkeit [kN/m]	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$	$1 \cdot 10^6$
Kontaktbindung (Normalkraft) [kN]	-	-	-	-
Kontaktbindung (Scherkraft) [kN]	-	-	-	-
Materialdichte [kg/m^3]	2.700	2.700	2.700	2.700
Reibungskoeffizient Ball-Ball [-]	$\tan 60^\circ=1,732$	$\tan 60^\circ=1,732$	$\tan 60^\circ=1,732$	$\tan 60^\circ=1,732$
Krit. Normaldämpfungsverhältnis Ball-Ball [-]	0,5	0,5	0,5	0,5
Krit. Scherdämpfungsverhältnis Ball-Ball [-]	0,5	0,5	0,5	0,5

Tabelle 8.2: Parameterstudie für Szenario 0, BGV 2

Das Gesamtvolumen von 24.800 m^3 wurde bei dieser BGV (Durchmesser: $0,5\text{--}5,0 \text{ m}$) mit 294 Bällen und einer Porosität von 30 % generiert. Die geringere Gesamtballanzahl resultiert aus der höheren Anzahl von Großblöcken, welche ein erhebliches Volumen aufweisen. Die Oberfläche wurde wie bei der BGV 1 mit 7600 Wandelementen aufgebaut, die beim Starten des Runouts gelöschte Deckfläche besteht ebenfalls aus 80 Wandelementen.

Aufgrund der breiteren Verteilung der Blockgrößen gestaltete sich die Parameterfindung hier deutlich schwieriger, deswegen mussten 4 Parametervariationen (Fall 11-14) durchgeführt werden (siehe Tabelle 8.2).

Für den Fall 11 wurden die Parameter aus Fall 1 (siehe Tabelle 8.1) übernommen, es war bereits zu erwarten, dass die Partikel wie bei Fall 1 sehr weit über die angegebene Ablagerungsfläche hinausgingen (siehe Abbildung 8.17). Für die weiteren Parametervariationen wurden die Reibungs- und Dämpfungsparameter beibehalten und nur die Rollwiderstände variiert. Bei Fall 12 wurden die Parameter von Fall 2 übernommen, dabei haben nur mehr einzelne Bälle das Beobachtungsgebiet verlassen, die prognostizierte Ablagerungsfläche wurde jedoch noch zu weit überschritten (siehe Abbildung 8.18). Dass bei BGV 1 mit diesen Parametern bereits ein optimales Ergebnis erzielt werden konnte, liegt an den kleineren Durchmessern der Blöcke. Aufgrund der größeren Blockdurchmesser bei BGV 2 mussten die Rollwiderstände im Verhältnis zu BGV 1 leicht erhöht werden. Dies liegt daran, dass größere Blöcke über Unebenheiten leichter hinweg rollen als kleinere (sog. Eierkartoneffekt) und deshalb eine höhere Geschwindigkeit aufbauen. Durch die Erhöhung der Rollwiderstände (Einsinktiefe) um jeweils $2,5 \text{ cm}$ konnte im Fall 13 eine zufrieden stellende Übereinstimmung mit der vorgegebenen Ablagerungsfläche erzielt werden (siehe Abbildung 8.19). Da die Partikel im Bereich der Schutthalde (Hangschutt) jedoch eine zu geringe Reichweite aufwiesen wurde die Einsinktiefe dieses Homogenbereiches etwas reduziert, im Gegenzug wurde die Einsinktiefe im Bereich Wiese leicht erhöht um die maximale Sturzweite einzelner Blöcke beizubehalten. Diese Parameterstudie wurde als Fall 14 bezeichnet und wie man in Abbildung 8.21 erkennen kann, stimmt die Ablagerungsfläche gut mit der Schutthalde aus dem Orthofoto überein. Daher wurden diese Parameter für die Simulation von Szenario 1-4 mit der BGV 2 herangezogen. Vergleicht man die Ergebnisse der BGV 1 und BGV 2 so kann man feststellen, dass der Sturzprozess bei der BGV 1 realistischer dargestellt wird, der Sturzvorgang wirkt dort aufgrund der höheren Ballanzahl viel flüssiger.

Die genauen Ergebnisse von Szenario 0 (BGV 2) werden nur für die endgültigen Parameter (Fall 14) dargestellt, eine detaillierte Beschreibung derselben erfolgt in den Kapiteln 8.4.3 und 8.4.4.

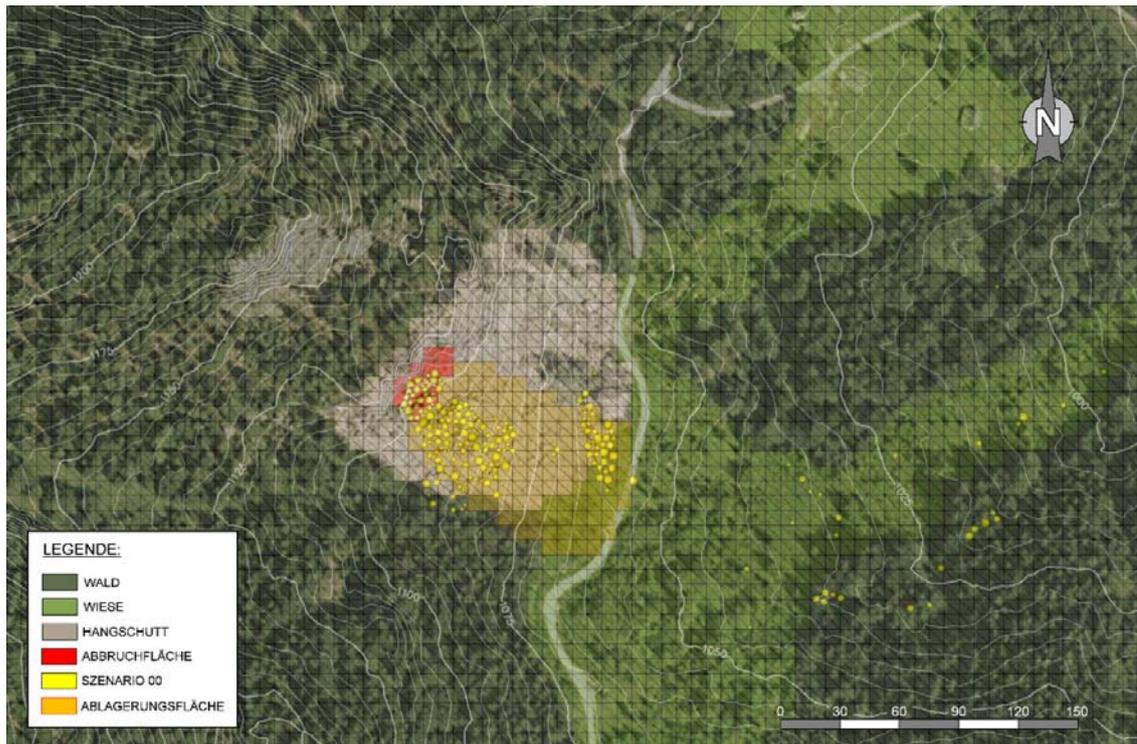


Abbildung 8.17: Überlagerung der Endlage mit dem Orthofoto, sowie Kennzeichnung der prognostizierten Ablagerungsfläche, Szenario 0, BGV 2 – Fall 11

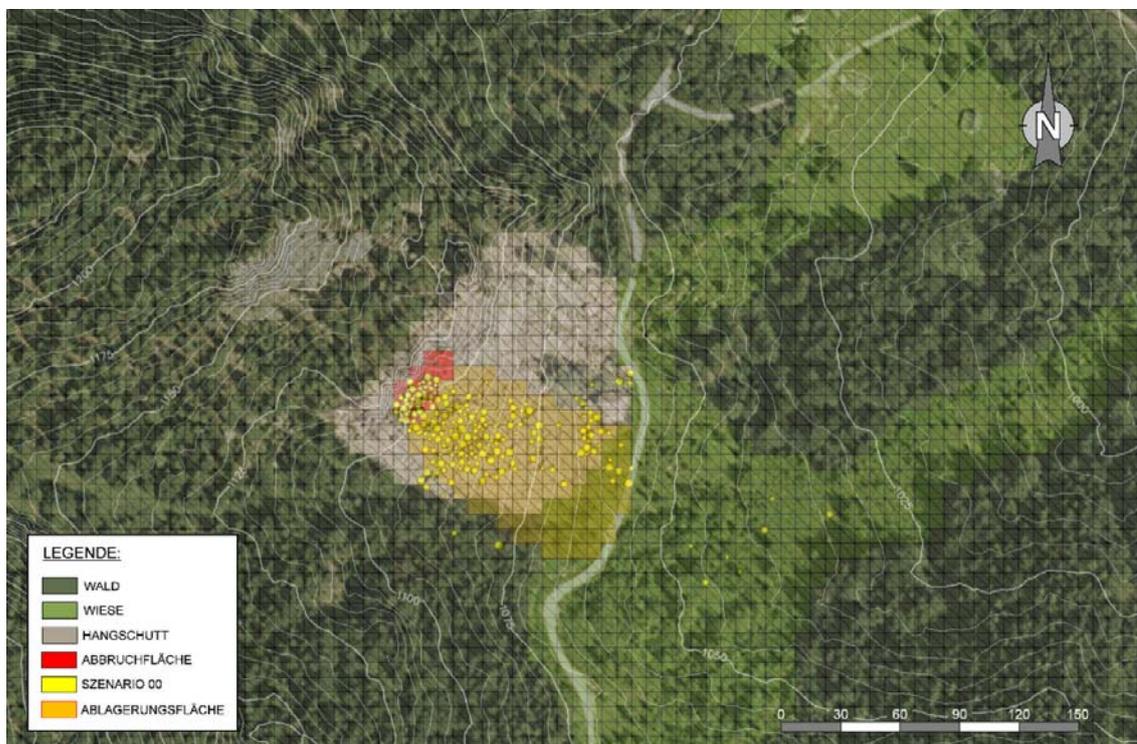


Abbildung 8.18: Überlagerung der Endlage mit dem Orthofoto, sowie Kennzeichnung der prognostizierten Ablagerungsfläche, Szenario 0, BGV 2 – Fall 12

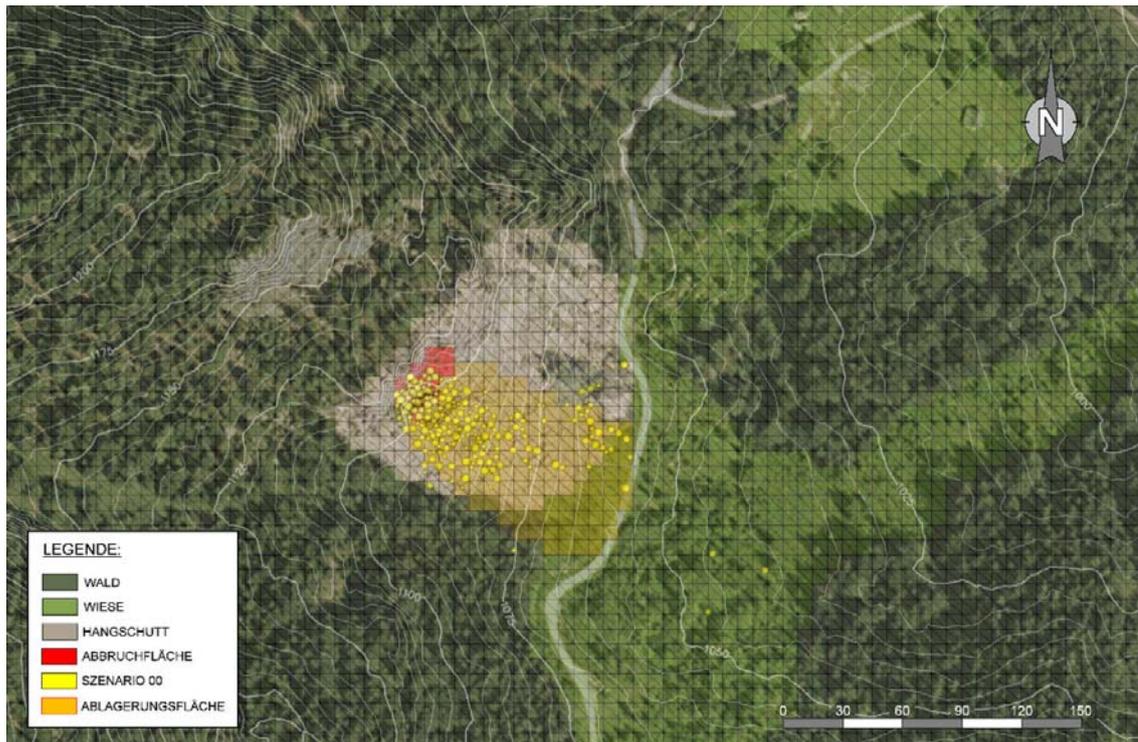


Abbildung 8.19: Überlagerung der Endlage mit dem Orthofoto, sowie Kennzeichnung der prognostizierten Ablagerungsfläche, Szenario 0, BGV 2 – Fall 13

8.4.3 Endlage

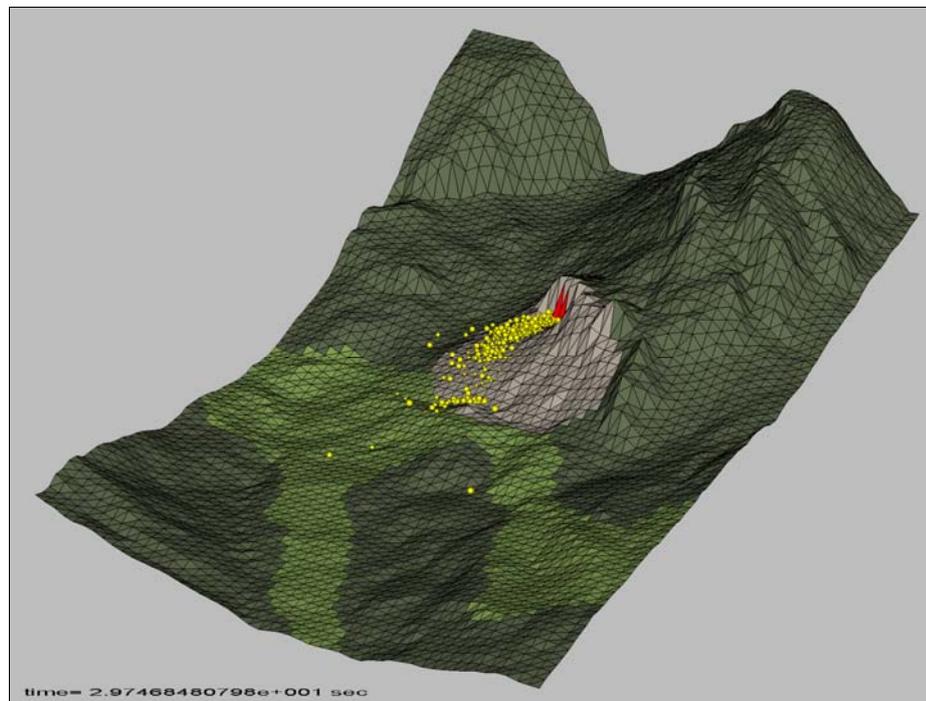


Abbildung 8.20: Ansicht aus Nord-Ost, Endlage Szenario 0, BGV 2 – Fall 14

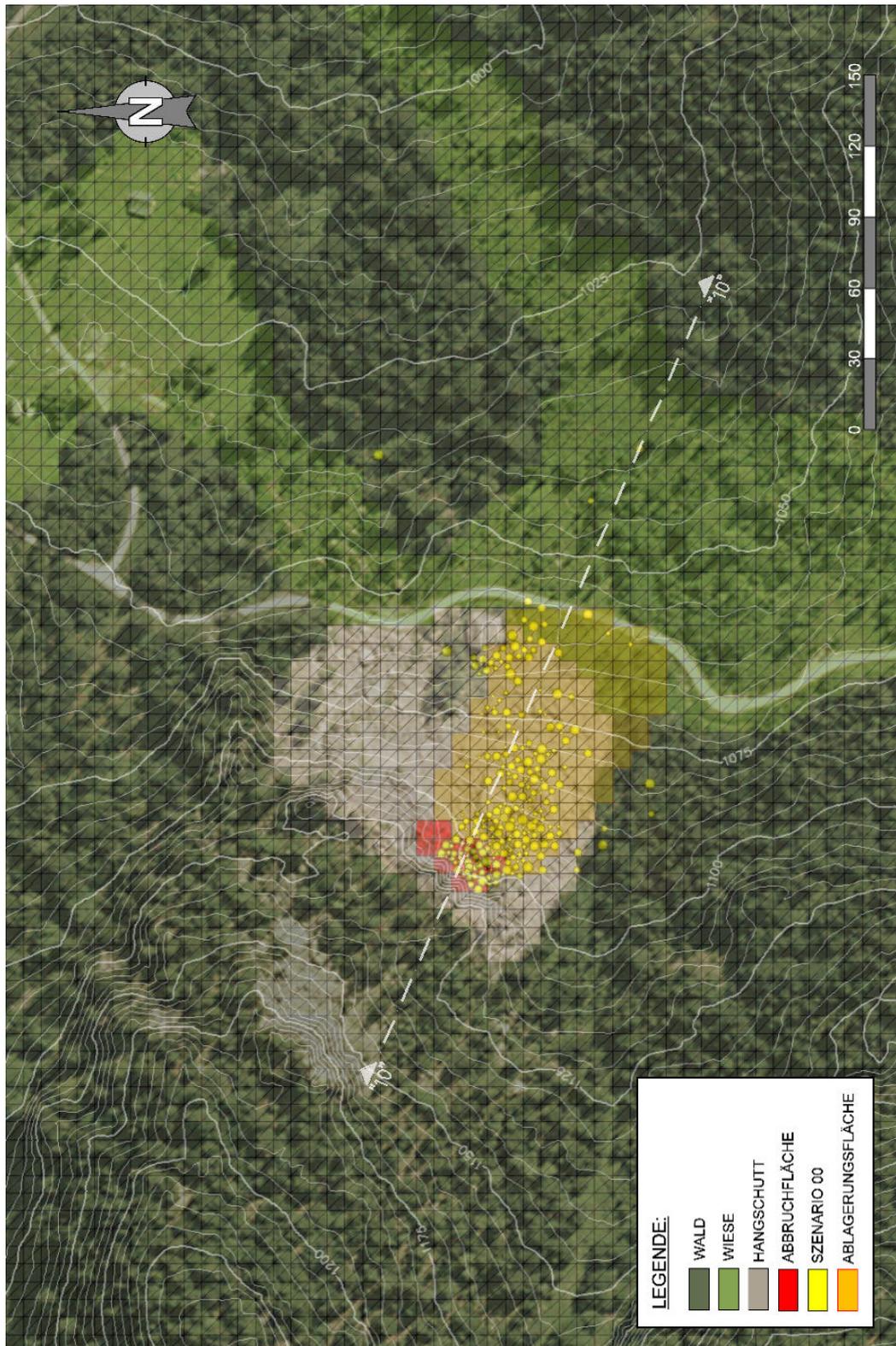


Abbildung 8.21: Überlagerung der Endlage mit dem Orthofoto, sowie Kennzeichnung der prognostizierten Ablagerungsfläche, Szenario 0, BGV 2 – Fall 14

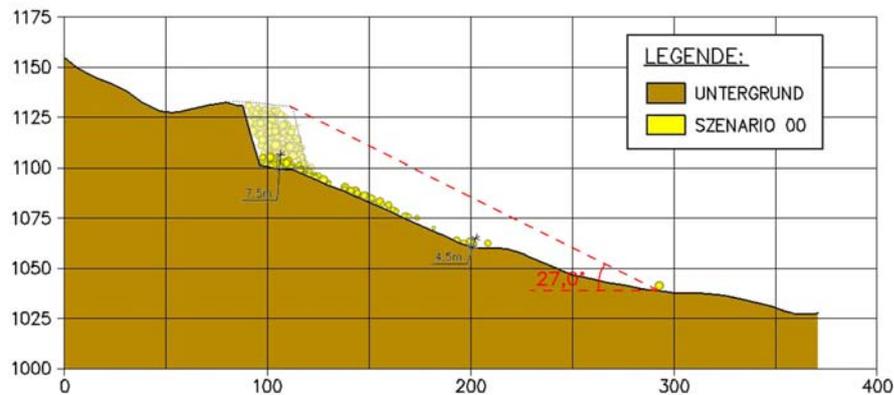
SCHNITT 10–10

Abbildung 8.22: Schnitt 10-10 mit Kennzeichnung des Fahrböschungswinkels sowie der Mächtigkeit des Ablagerungsmaterials, Szenario 0, BGV 2 – Fall 14

Wie man in Abbildung 8.21 erkennen kann, stimmt auch bei BGV 2 die Endlage der abgelagerten Sturzmasse gut mit der darunter liegenden Schutthalde überein. Der Fahrböschungswinkel der Sturzmasse von Szenario 0 mit der BGV 2 beträgt $27,0^\circ$. Die Hauptmasse erreicht eine Reichweite von ca. 110 Metern und kommt oberhalb der bestehenden Straße auf einer Höhe von 1060 m NN zum Stillstand. Einzelblöcke entfernen sich bis zu 190 Meter von der Absturzstelle und erreichen ihre Ruhelage auf einer Höhe von 1040 m NN .

Die höhere Reichweite einzelner Blöcke ist auf den größeren oberen Blockdurchmesser zurückzuführen, die Rollwiderstände wurden zwar erhöht, jedoch durften sie nicht zu hoch gesetzt werden, da ansonsten die kleineren Blöcke zu früh zum Stillstand kommen.

Aufgrund der guten Übereinstimmungen wurden die in Fall 14 gewählten Parameter (Tabelle 8.2) für die Simulation von Szenario 1-4 mit der BGV 2 herangezogen.

8.4.4 Geschwindigkeitsverläufe und Energielinien

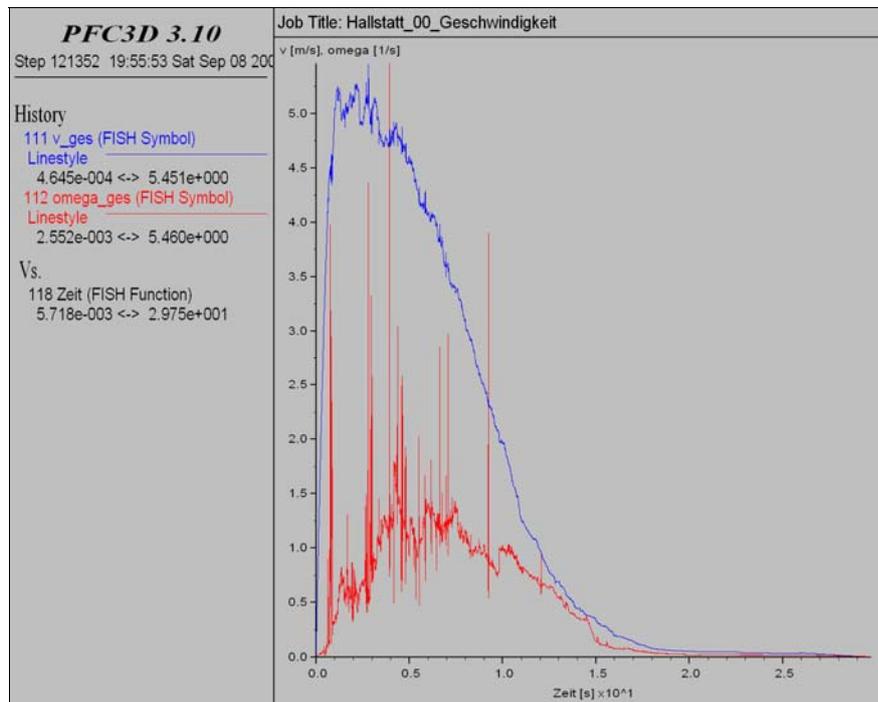


Abbildung 8.23: Verlauf der mittleren Geschwindigkeit und Winkelgeschwindigkeit der Gesamtmasse über die Zeit, Szenario 0, BGV 2 – Fall 14

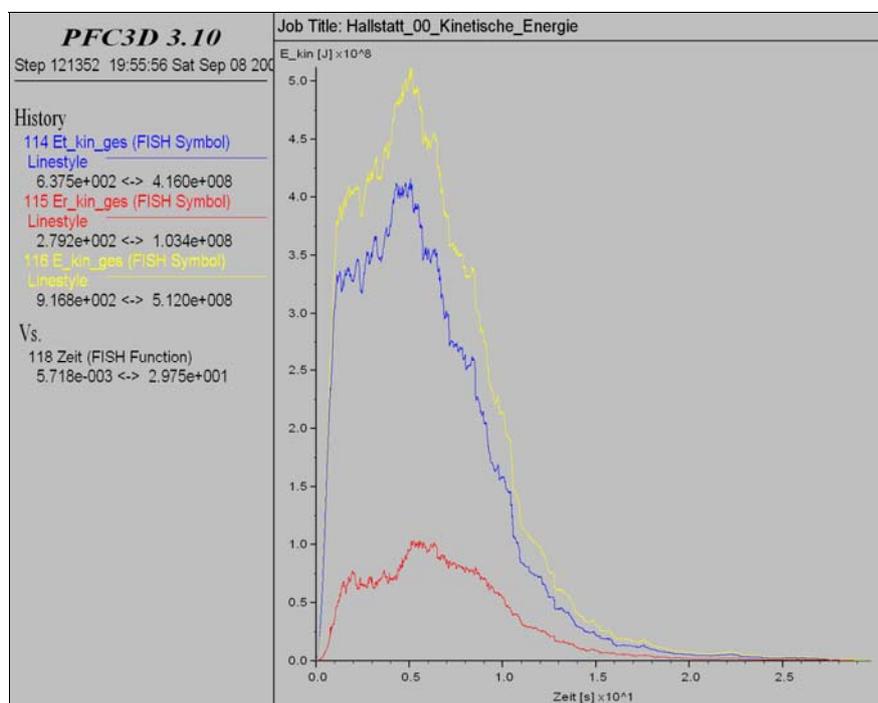


Abbildung 8.24: Verlauf der kinetischen Energie sowie der Translations- und Rotationsenergie der Sturzmasse über die Zeit, Szenario 0, BGV 2 – Fall 14

Wie man in Abbildung 8.23 erkennen kann erreicht die mittlere Geschwindigkeit der Gesamtmasse nach 3 Sekunden ihr Maximum von 5,5 m/s und kommt nach ca. 20 Sekunden zum Stillstand.

Die kinetische Energie weist einen annähernd proportionalen Verlauf zur Geschwindigkeitskurve auf und erreicht nach etwa 6 Sekunden ihren Höhepunkt von $5,1 \cdot 10^5$ kJ. Die kinetische Energie setzt sich zu 80 % aus Translationsenergie und zu 20 % aus Rotationsenergie zusammen. Nach ca. 20 Sekunden ist der Großteil der kinetischen Energie abgebaut und die Sturzmasse kommt nach 30 Sekunden endgültig zum Stillstand. Einzelne Blöcke weisen eine kinetische Energie von maximal $2,6 \cdot 10^4$ kJ auf.

8.5 Vergleich

Da die Modellierung mit 2 Blockgrößenverteilungen erfolgte mussten jeweils unterschiedliche Parameter gewählt werden um dasselbe Ergebnis zu erzielen. Zum Vergleich werden hier noch einmal die unterschiedlichen Parameter von BGV 1 und BGV 2 angeführt:

	<i>Abbruchfläche</i>	<i>Hangschutt</i>	<i>Wald</i>	<i>Wiese</i>
Reibungswinkel [°]	30 / 30	60 / 60	40 / 40	30 / 30
Rollwiderstand [cm]	5,0 / 5,0	20,0 / 21,5	12,5 / 15,0	7,5 / 11,0
Kritischer Dämpfungsfaktor [-]	0,5 / 0,5	0,8 / 0,8	0,7 / 0,7	0,7 / 0,7

Tabelle 8.3: Parametervergleich der einzelnen Untergründe (BGV 1 / BGV 2)

Vergleicht man die Parameter von BGV 1 und BGV 2, so erkennt man, dass jeweils nur die Rollwiderstände erhöht wurden. Dies war notwendig, da bei BGV 2 aufgrund der größeren Blockdurchmesser zu große Reichweiten erzielt worden wären. Die Einsinktiefe beim Hangschutt wurde von BGV 1 auf BGV 2 nur um 1,5 cm erhöht, damit die Sturzmasse nicht zu früh zum Stillstand kommt, während sie bei Wald und Wiese um 2,5 bzw. 3,5 cm erhöht wurde, um zu verhindern, dass sich einzelne Blöcke zu weit von der Hauptablagefläche entfernen.

Vergleicht man die Endlage der BGV 1 (siehe Abbildung 8.9) mit jener von BGV 2 (Abbildung 8.21), so erkennt man, dass die Sturzmasse der BGV 1 die erwartete Endlage - aufgrund der höheren Ballanzahl - besser wiedergibt. Jedoch weisen beide Ergebnisse eine sehr gute Übereinstimmung auf und können als durchaus realistisch bezeichnet werden.

Die Verläufe der Geschwindigkeit und kinetischen Energie aus BGV 1 und BGV 2 stimmen ebenfalls gut überein. Die etwas höhere kinetische Energie bei BGV 2 ist auf die höhere Anzahl von Großblöcken zurückzuführen.

9 Potentielle Felsmassenstürze – Szenario 1-4

9.1 Allgemeines

Die Szenarien 1-4 weisen ein Gesamtvolumen von 258.746 m^3 auf. Alle Szenarien werden jeweils mit den Blockgrößenverteilungen 1 und 2 sowie mit den in Kapitel 8.3.2 und 8.4.2 ermittelten Parametern (Fall 2 bzw. Fall 14) modelliert. Jedes Szenario wird bis zur Ruhelage gerechnet, erst im Anschluss daran wird das jeweils folgende Szenario zum Absturz gebracht. Dadurch ergeben sich 4 Sturzprozesse, welche auf die Ablagerungsmasse der jeweils vorhergehenden fallen.

Szenario 1:

Absturz der vordersten Front im orografisch linken Teil des Roten Kögele (vordere Felstürme und -platten) auf einer Höhe zwischen 1055 m und 1115 m NN mit einem Volumen von 44.985 m^3 .

Szenario 2:

Absturz des orografisch linken Teiles des Roten Kögeles zwischen der Nische von Szenario 1 und der bergseits davon situierten Zerrspalte (Riss), vor Szenario 4. Das Material zwischen dem Riss und der dahinter liegenden Felswand wird durch den natürlichen Böschungswinkel des Materials mit einbezogen. Szenario 2 stürzt zwischen der Höhe 1095 m und 1130 m NN ab und weist ein Volumen von 46.660 m^3 auf.

Szenario 3:

Absturz des orografisch rechten Teiles des Roten Kögeles zwischen der Nische von Szenario 0 und der bergseits davon situierten Zerrspalte (Riss), vor Szenario 4. Das Material zwischen dem Riss und der dahinter liegenden Felswand wird durch den natürlichen Böschungswinkel des Materials mit einbezogen. Das Volumen der Abbruchmasse von Szenario 3 beläuft sich auf 32.500 m^3 und stürzt zwischen einer Höhe von 1105 m und 1130 m NN ab.

Szenario 4:

Absturz des volumenmäßig größten Bereichs (134.601 m^3) oberhalb der Zerrspalten von Szenario 2 und Szenario 3, zwischen einer Höhe von 1115 m und 1190 m NN .

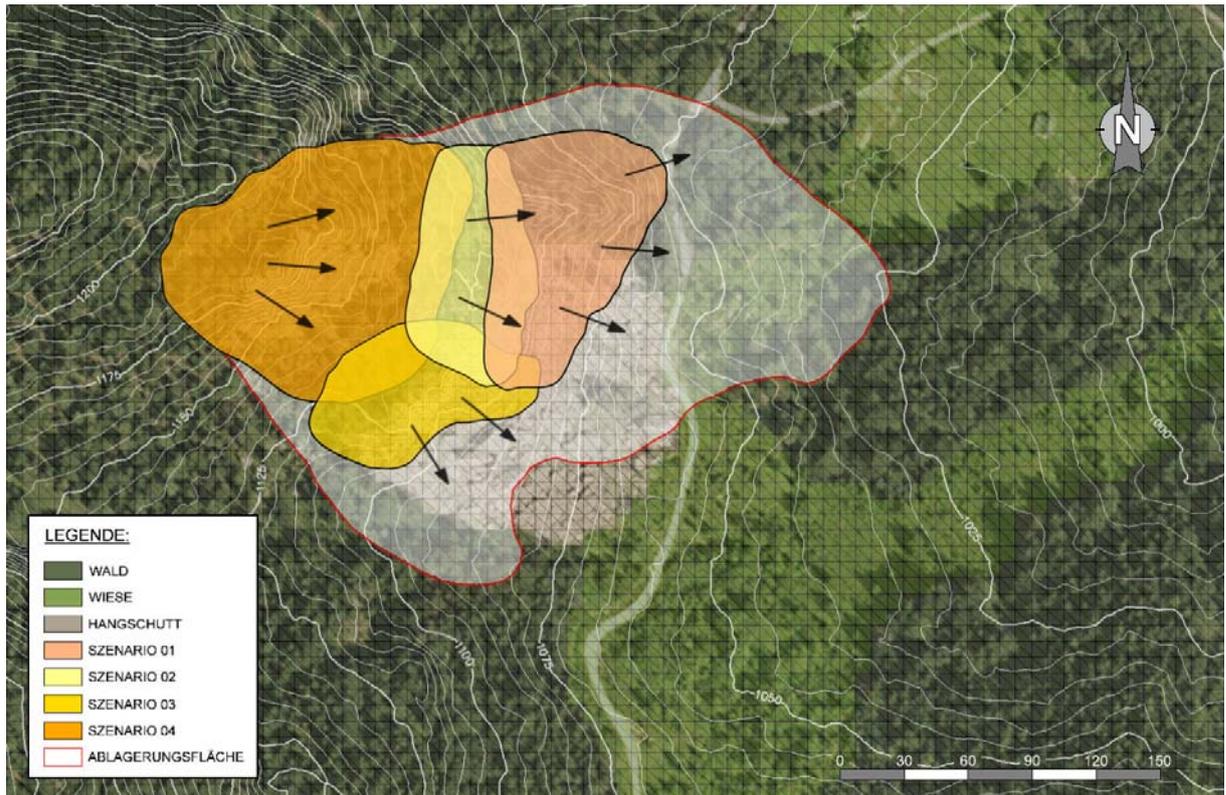


Abbildung 9.1: Übersichtsplan mit der im Folgenden ermittelten Ablagerungsfläche, Szenario 1-4

Die Szenarien 1 bis 3 weisen die größte Eintrittswahrscheinlichkeit auf, während sich der volumenmäßig größte Bereich 4 mit einer eher geringen Wahrscheinlichkeit lösen wird.

9.2 Übersichtsplan und Schnitte

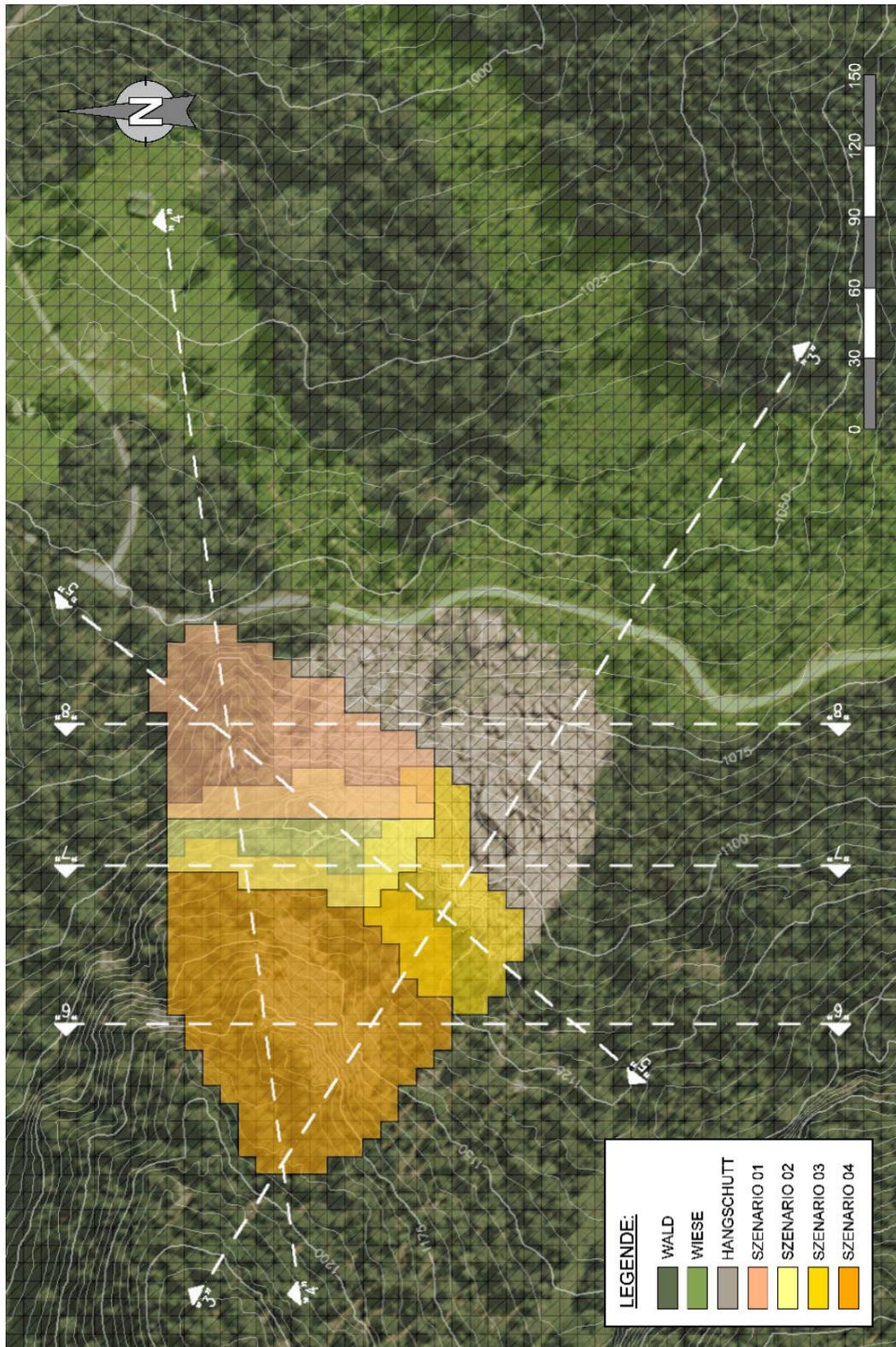


Abbildung 9.2: Übersichtsplan Szenario 1-4 mit den gekennzeichneten Schnitten 3-8

SCHNITT 3-3

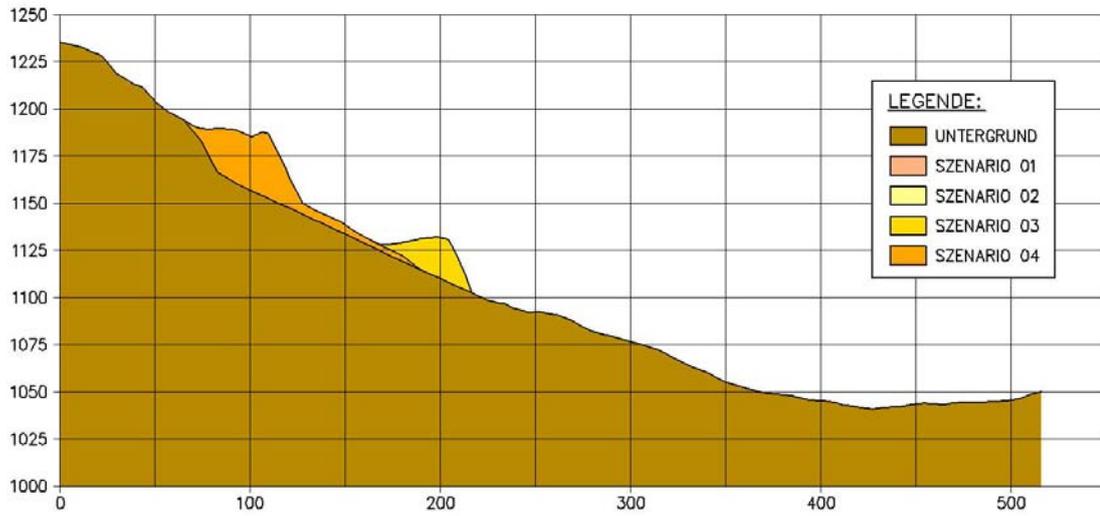


Abbildung 9.3: Schnitt 3-3, Szenario 1-4

SCHNITT 4-4

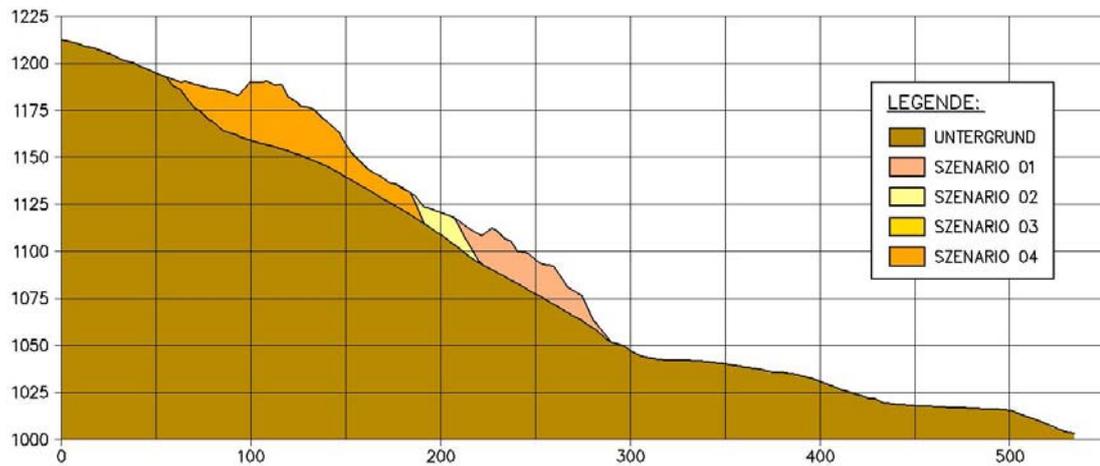


Abbildung 9.4: Schnitt 4-4, Szenario 1-4

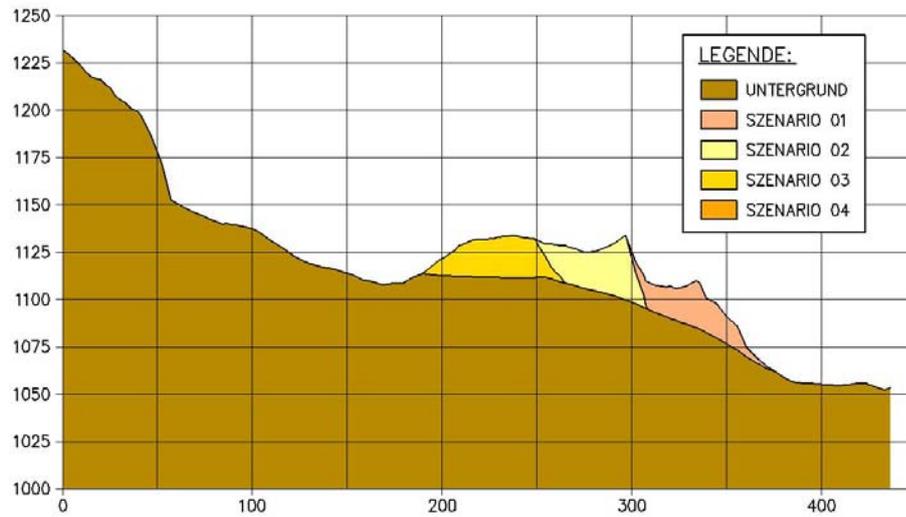
SCHNITT 5-5

Abbildung 9.5: Schnitt 5-5, Szenario 1-4

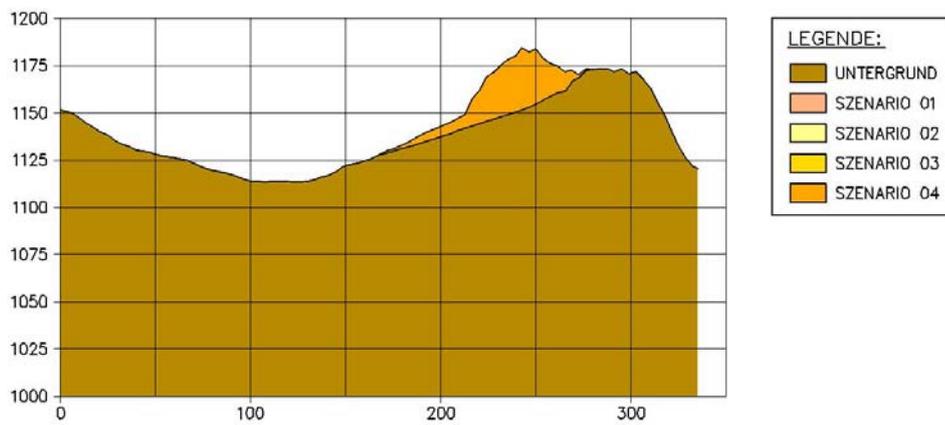
SCHNITT 6-6

Abbildung 9.6: Schnitt 6-6, Szenario 1-4

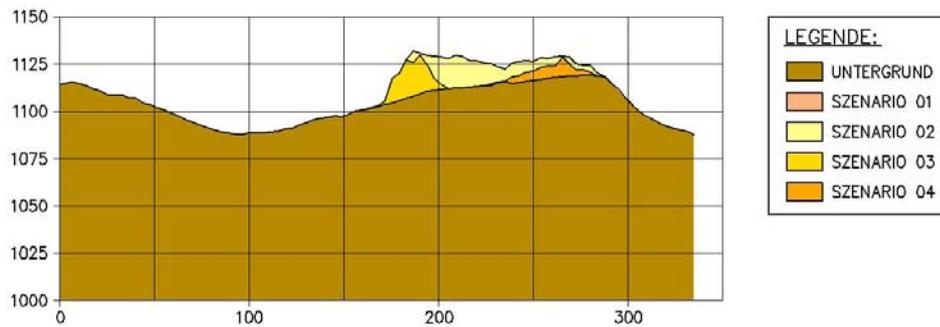
SCHNITT 7-7

Abbildung 9.7: Schnitt 7-7, Szenario 1-4

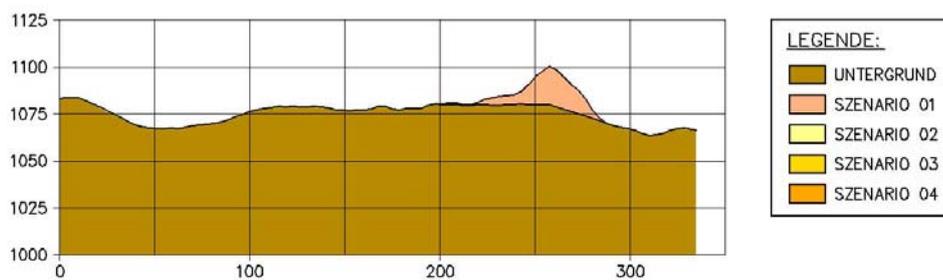
SCHNITT 8-8

Abbildung 9.8: Schnitt 8-8, Szenario 1-4

9.3 Blockgrößenverteilung 1 (BGV 1)

Das Gesamtvolumen von 258.746 m^3 wurde bei dieser BGV ($d = 1,0\text{--}4,0 \text{ m}$) mit 8200 Bällen und einer Porosität von 35 % generiert. Die Oberfläche wurde mit 7600 Wandelementen aufgebaut. Die gewählten Parameter wurden von BGV 1 - Fall 2 übernommen.

Die Ballanzahlen sind wie folgt auf die einzelnen Szenarien verteilt:

- Szenario 1: 1475
- Szenario 2: 1207
- Szenario 3: 907
- Szenario 4: 4611

9.3.1 Ausgangslage



Abbildung 9.9: Ansicht aus Nord-Ost, Ausgangslage Szenario 1-4, BGV 1



Abbildung 9.10: Draufsicht, Ausgangslage Szenario 1-4, BGV 1

9.3.2 Gewählte Parameter aus Szenario 0 (BGV 1 – Fall 2)

<i>Szenario 01-04 - Blockgrößenverteilung 1</i>	
<i>Allgemeine Angaben</i>	
Berechnungsschritte Gesamt [-]	525.244
Gesamtvolumen [m ³]	258.746
Wandanzahl Oberfläche [-]	7600 (1-7600)
Gesamte Ballanzahl [-]	8200 (1-8387)
Blockgrößenverteilung - Durchmesser [m]	1,0 - 4,0
Porosität [%]	35,0
Berechnungsschritte Szenario 01 [-]	150.000
Volumen Szenario 01 [m ³]	44.985
Ballanzahl Szenario 01 [-]	1475 (1-1520)
Berechnungsschritte Szenario 02 [-]	114.244
Volumen Szenario 02 [m ³]	46.660
Ballanzahl Szenario 02 [-]	1207 (1521-2760)
Berechnungsschritte Szenario 03 [-]	150.000
Volumen Szenario 03 [m ³]	32.500
Ballanzahl Szenario 03 [-]	907 (2761-3709)
Berechnungsschritte Szenario 04 [-]	111.000
Volumen Szenario 04 [m ³]	134.601
Ballanzahl Szenario 04 [-]	4611 (3710-8387)
<i>Parameter Abbruchfläche</i>	
Normalsteifigkeit [kN/m]	1*10 ⁶
Schersteifigkeit [kN/m]	1*10 ⁶
Reibungskoeffizient Ball-Wand [-]	tan 30°=0,577
Rollwiderstand [cm]	5,0
Kritisches Normaldämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]	0,5
Kritisches Scherdämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]	0,5
<i>Parameter Hangschutt</i>	
Normalsteifigkeit [kN/m]	1*10 ⁶
Schersteifigkeit [kN/m]	1*10 ⁶
Reibungskoeffizient Ball-Wand [-]	tan 60°=1,732
Rollwiderstand [cm]	20,0
Kritisches Normaldämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]	0,8
Kritisches Scherdämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]	0,8
<i>Parameter Wald</i>	
Normalsteifigkeit [kN/m]	1*10 ⁶
Schersteifigkeit [kN/m]	1*10 ⁶
Reibungskoeffizient Ball-Wand [-]	tan 40°=0,839
Rollwiderstand [cm]	12,5
Kritisches Normaldämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]	0,7
Kritisches Scherdämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]	0,7
<i>Parameter Wiese</i>	
Normalsteifigkeit [kN/m]	1*10 ⁶
Schersteifigkeit [kN/m]	1*10 ⁶
Reibungskoeffizient Ball-Wand [-]	tan 30°=0,577
Rollwiderstand [cm]	7,5
Kritisches Normaldämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]	0,7
Kritisches Scherdämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]	0,7
<i>Parameter Bälle</i>	
Normalsteifigkeit [kN/m]	1*10 ⁶
Schersteifigkeit [kN/m]	1*10 ⁶
Kontaktbindung (Normalkraft) [kN]	-
Kontaktbindung (Scherkraft) [kN]	-
Materialdichte [kg/m ³]	2.700
Reibungskoeffizient Ball-Ball [-]	tan 60°=1,732
Kritisches Normaldämpfungsverhältnis Ball-Ball [-]	0,5
Kritisches Scherdämpfungsverhältnis Ball-Ball [-]	0,5

Tabelle 9.1: Parameter zur Generierung der Sturzmasse für Szenario 1-4, BGV 1

9.3.3 Endlage

9.3.3.1 Szenario 1

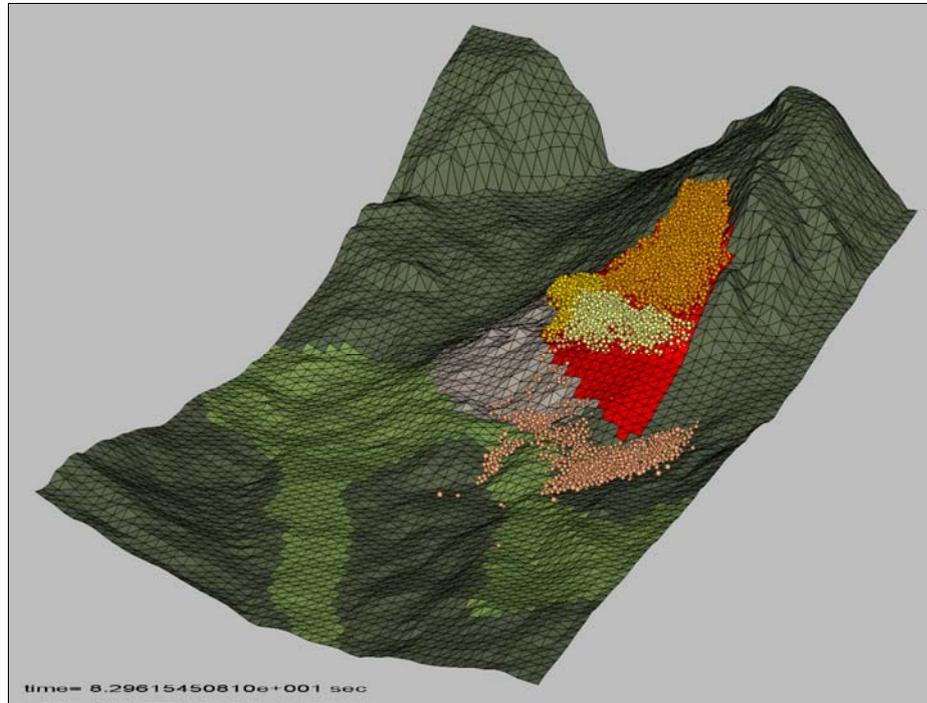


Abbildung 9.11: Ansicht aus Nord-Ost, Endlage Szenario 1, BGV 1



Abbildung 9.12: Draufsicht, Endlage Szenario 1, BGV 1

9.3.3.2 Szenario 2

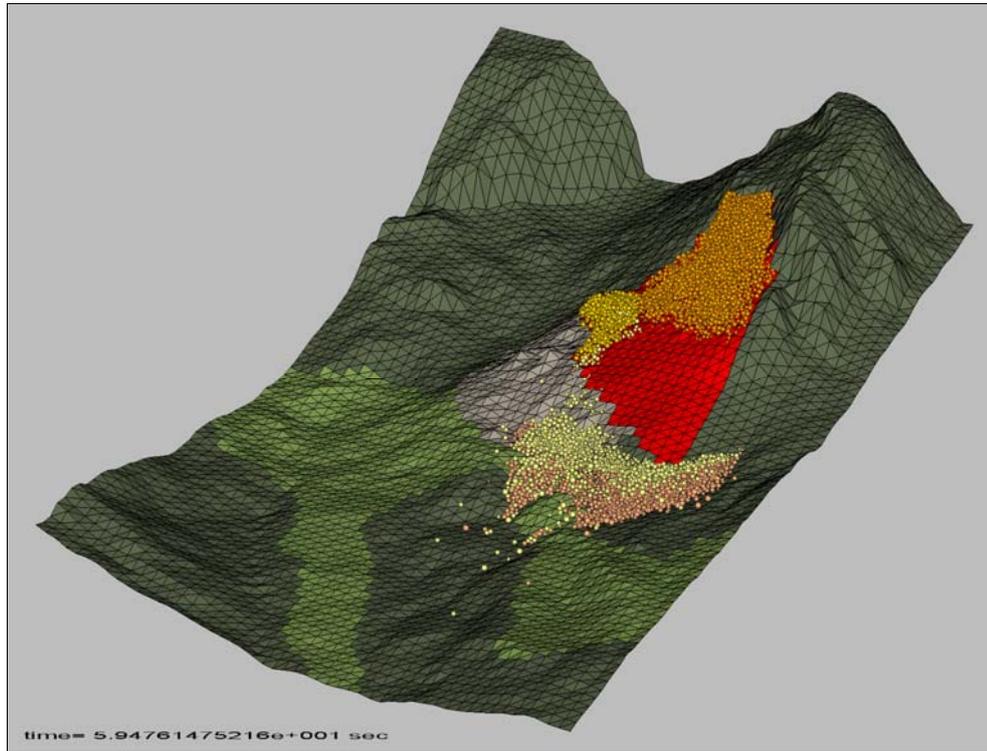


Abbildung 9.13: Ansicht aus Nord-Ost, Endlage Szenario 2, BGV 1



Abbildung 9.14: Draufsicht, Endlage Szenario 2, BGV 1

9.3.3.3 Szenario 3

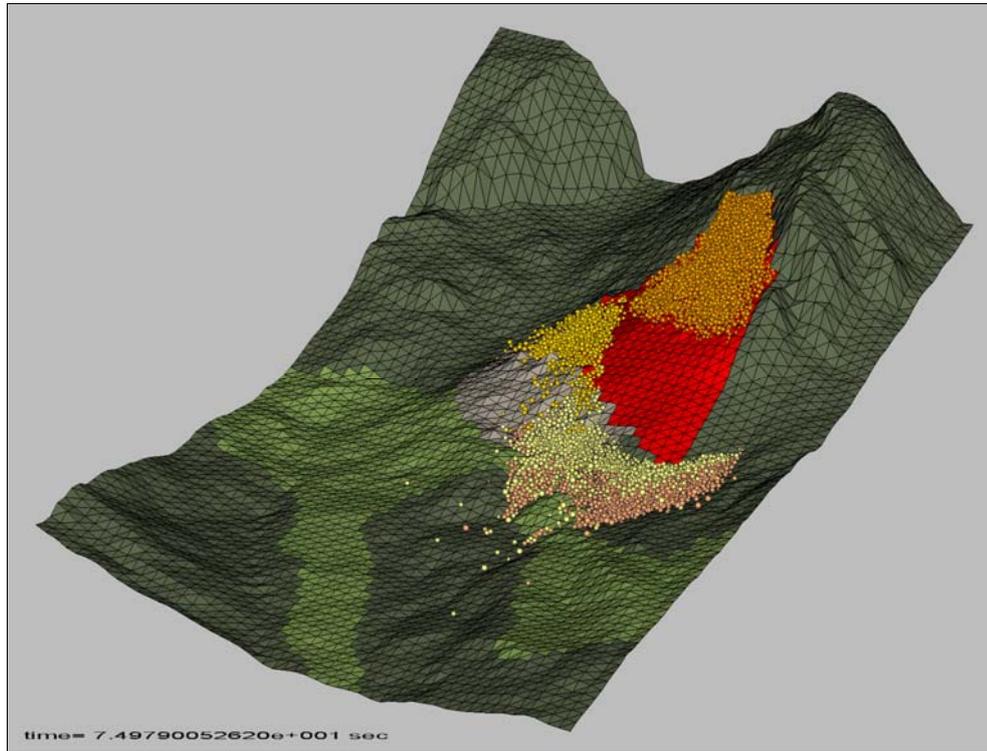


Abbildung 9.15: Ansicht aus Nord-Ost, Endlage Szenario 3, BGV 1

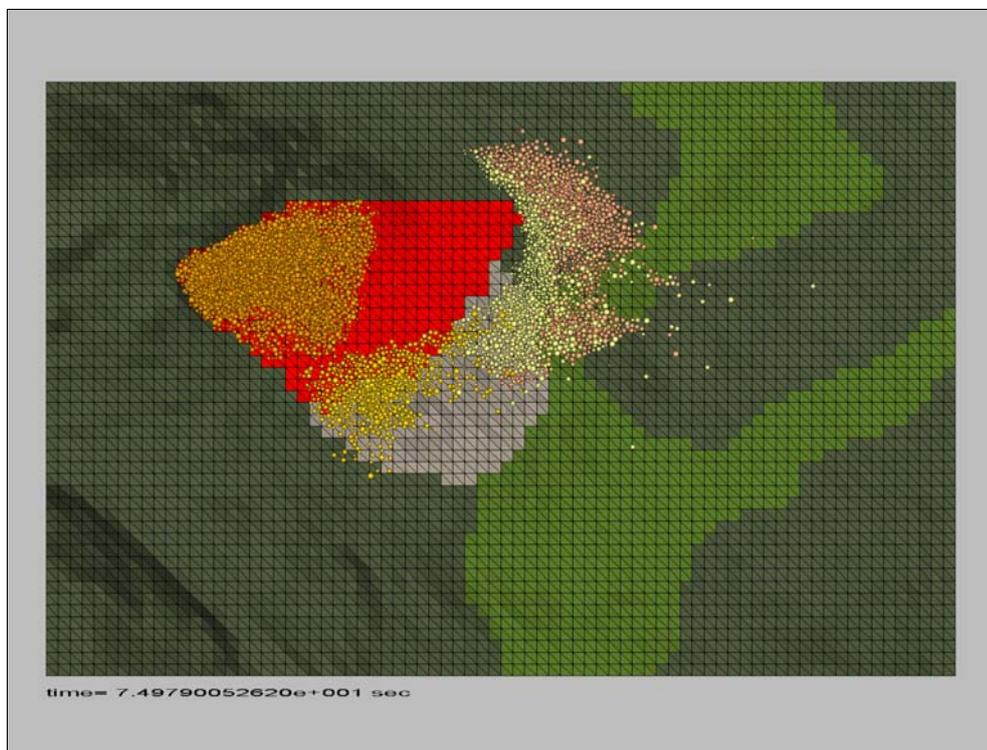


Abbildung 9.16: Draufsicht, Endlage Szenario 3, BGV 1

9.3.3.4 Szenario 4

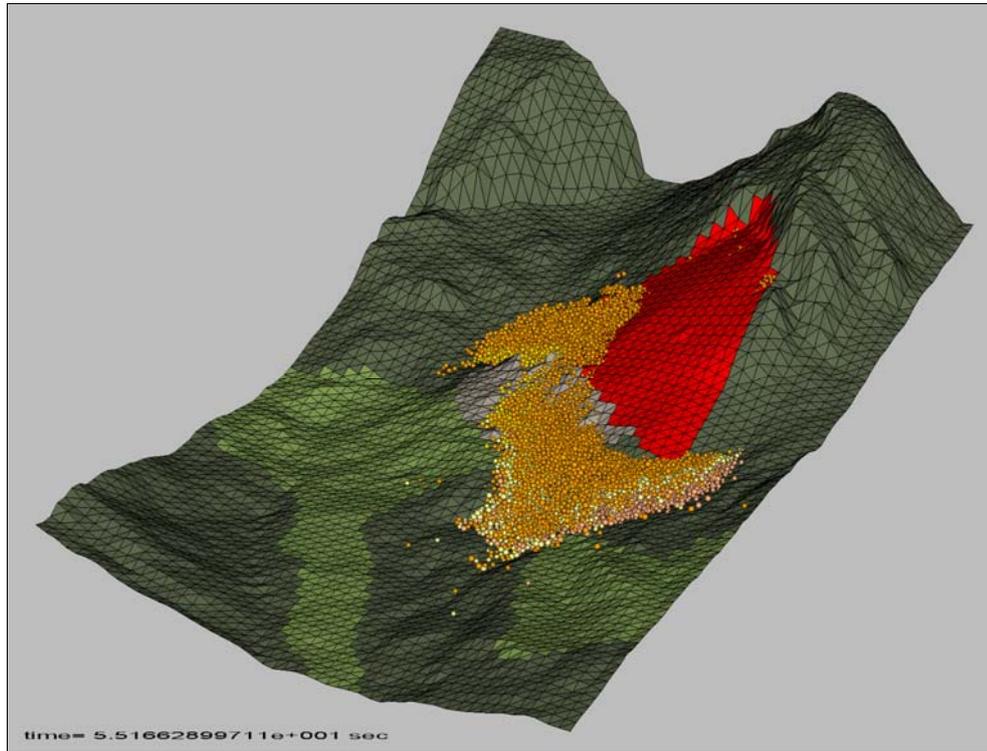


Abbildung 9.17: Ansicht aus Nord-Ost, Endlage Szenario 4, BGV 1



Abbildung 9.18: Draufsicht, Endlage Szenario 4, BGV 1

9.3.4 Überlagerungen und Schnitte

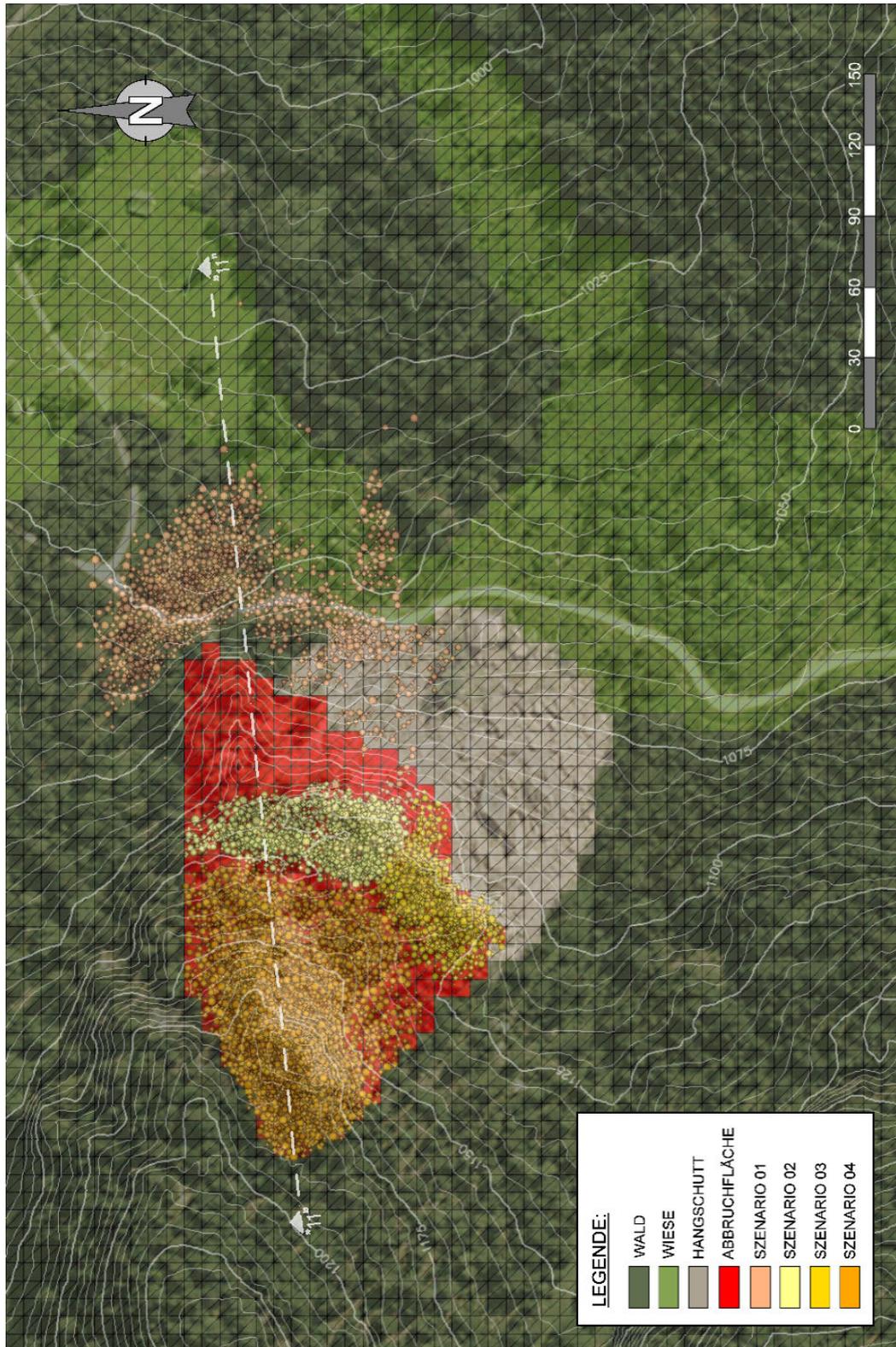


Abbildung 9.19: Überlagerung der Endlage mit dem Orthofoto, Szenario 1, BGV 1

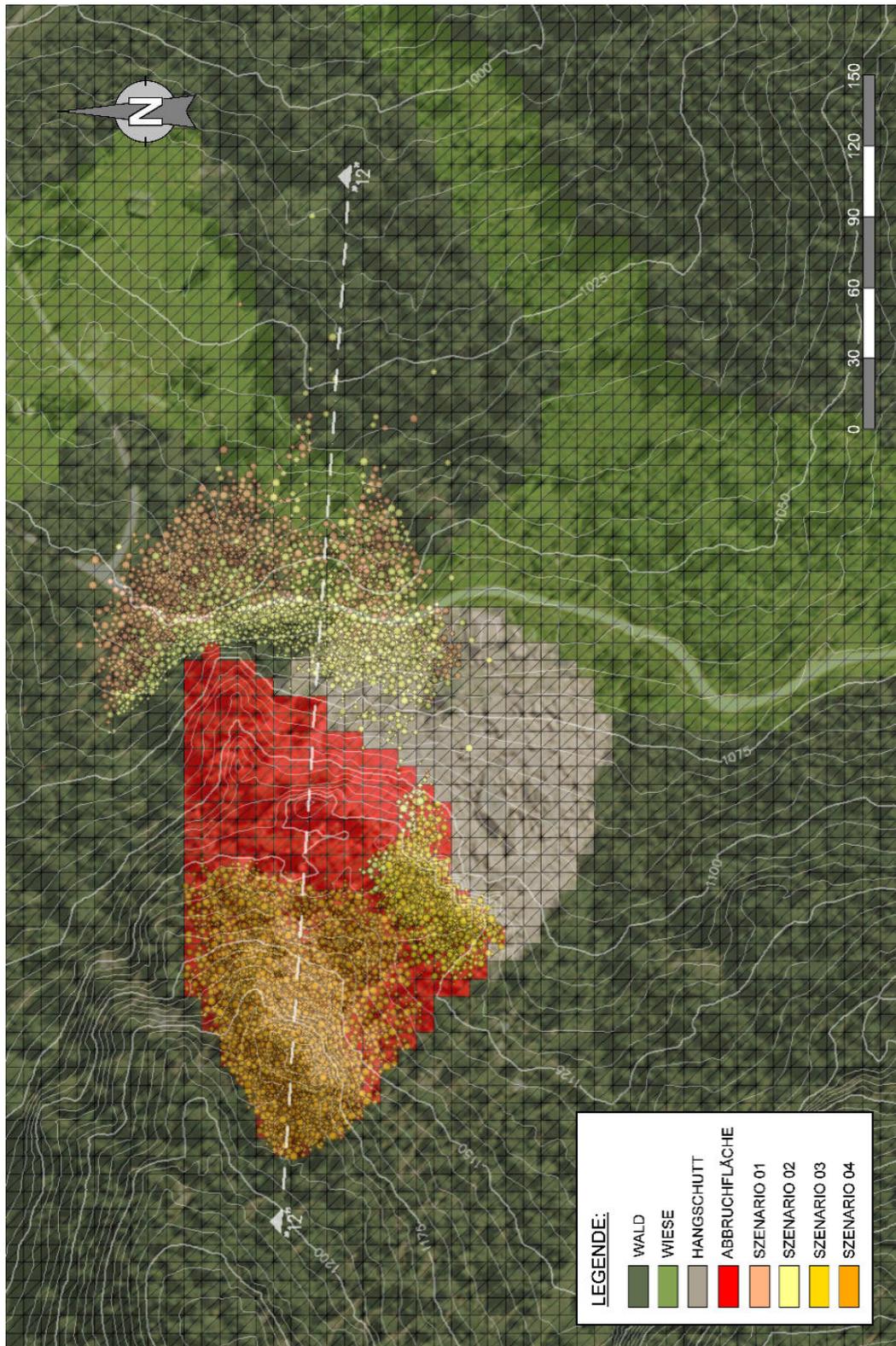


Abbildung 9.20: Überlagerung der Endlage mit dem Orthofoto, Szenario 2, BGV 1

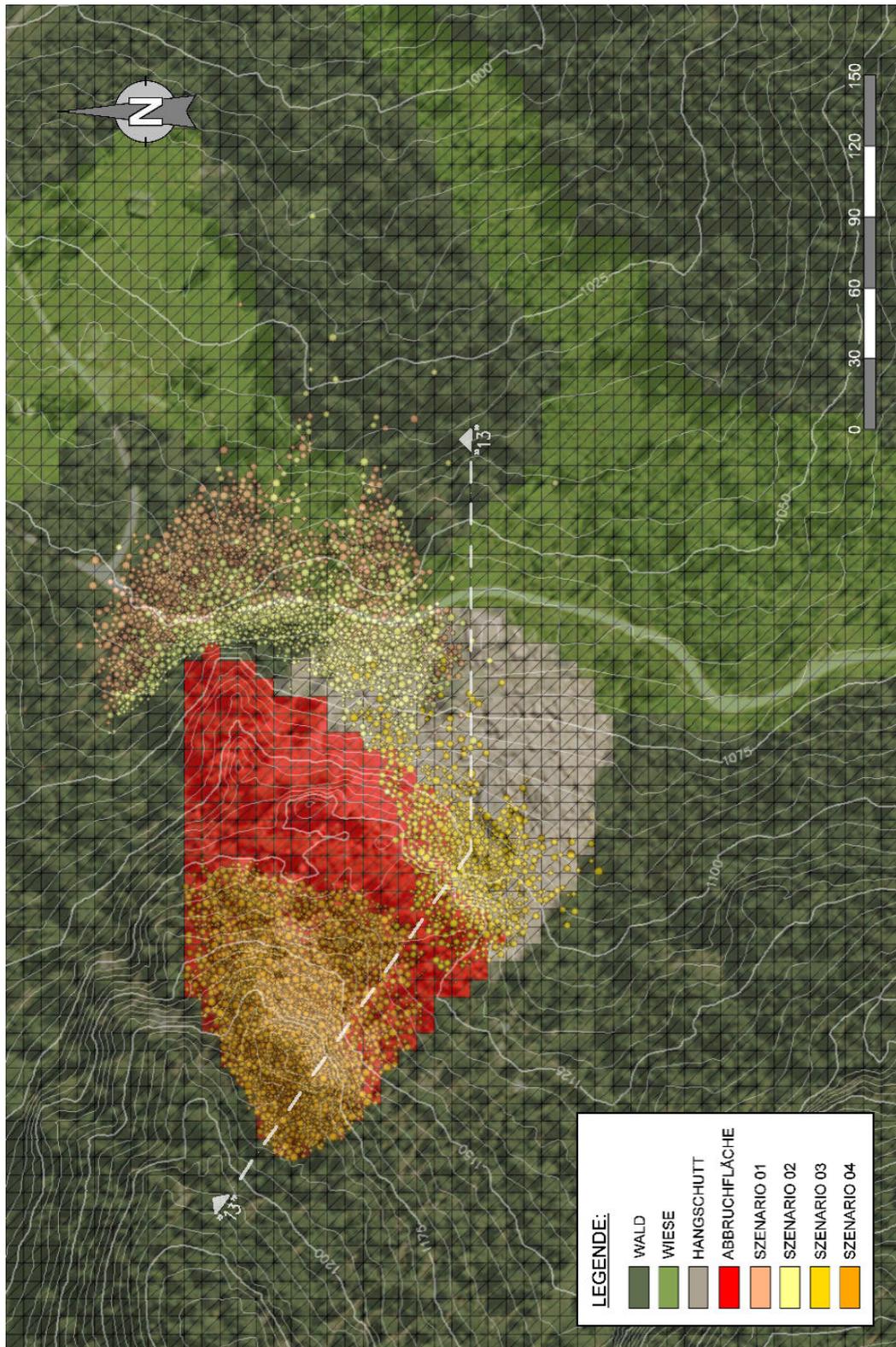


Abbildung 9.21: Überlagerung der Endlage mit dem Orthofoto, Szenario 3, BGV 1

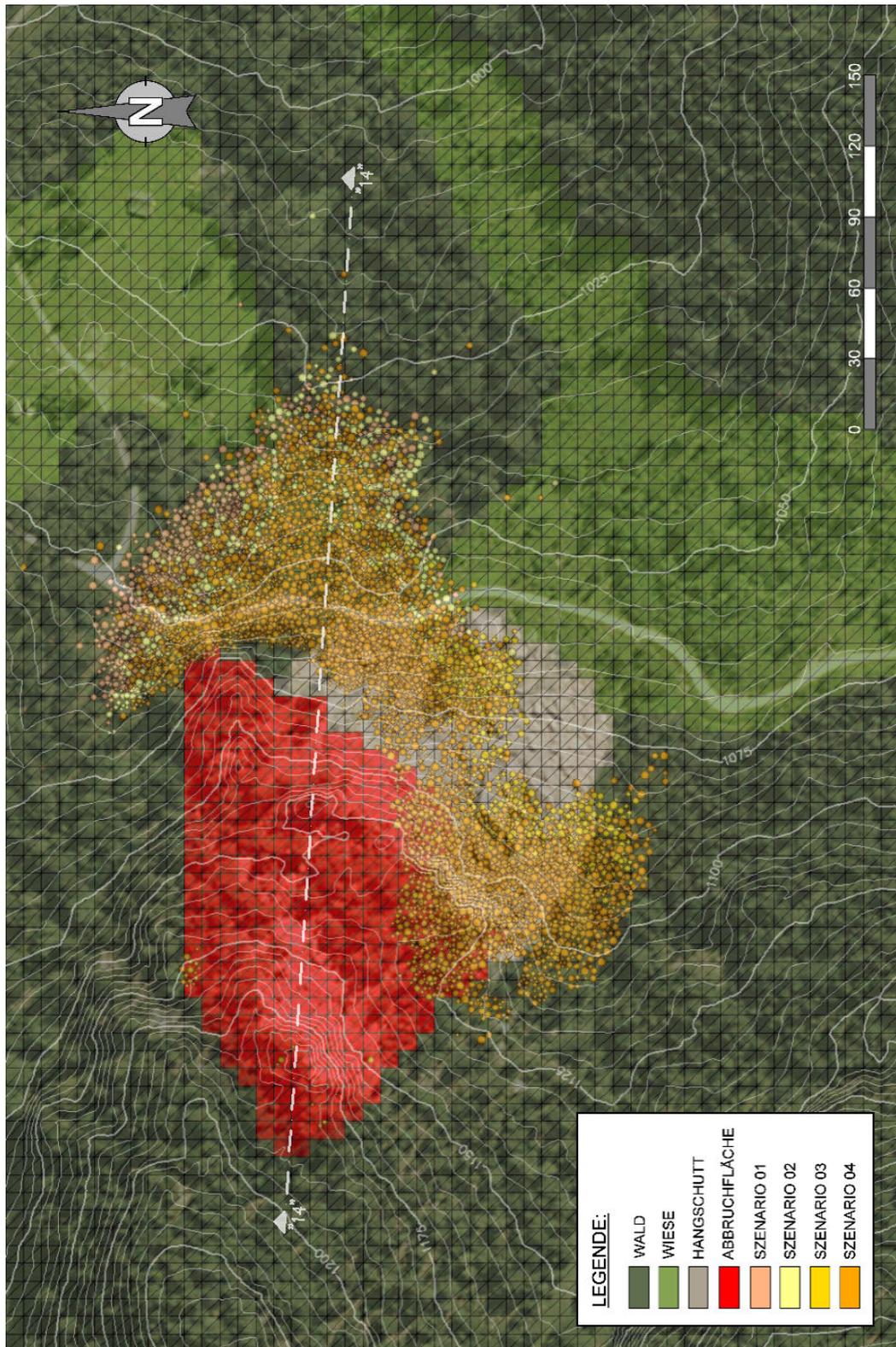


Abbildung 9.22: Überlagerung der Endlage mit dem Orthofoto, Szenario 4, BGV 1

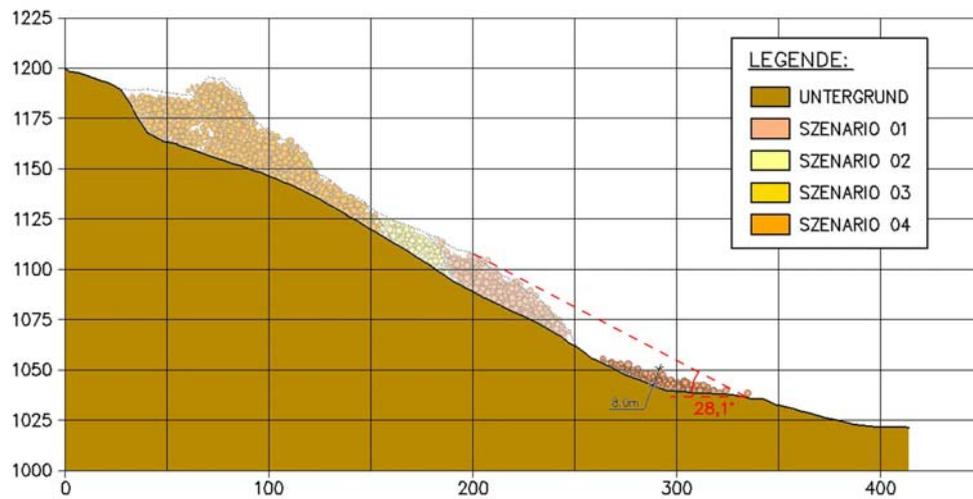
SCHNITT 11–11

Abbildung 9.23: Schnitt 11-11 mit Kennzeichnung des Fahrböschungswinkels sowie der Mächtigkeit des Ablagerungsmaterials, Szenario 1, BGV 1

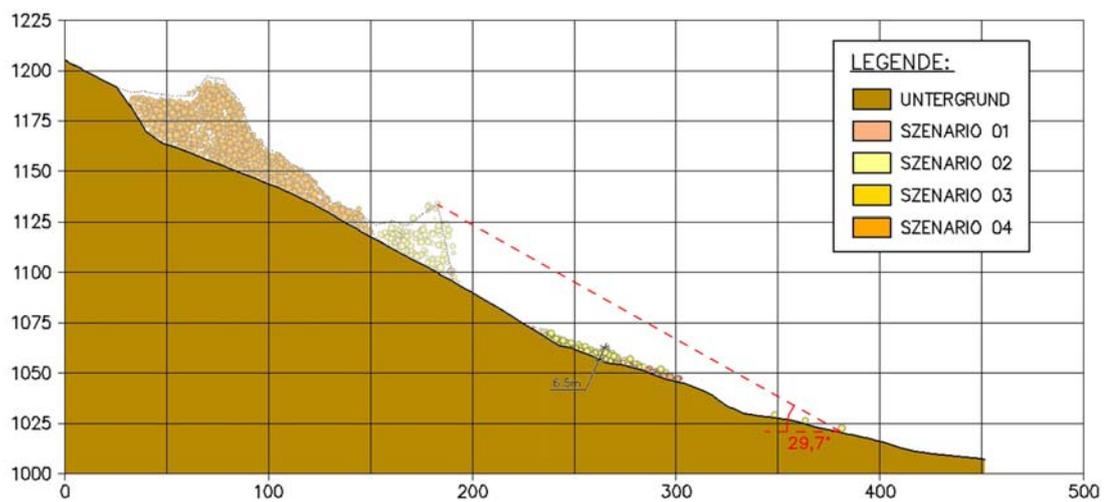
SCHNITT 12–12

Abbildung 9.24: Schnitt 12-12 mit Kennzeichnung des Fahrböschungswinkels sowie der Mächtigkeit des Ablagerungsmaterials, Szenario 2, BGV 1

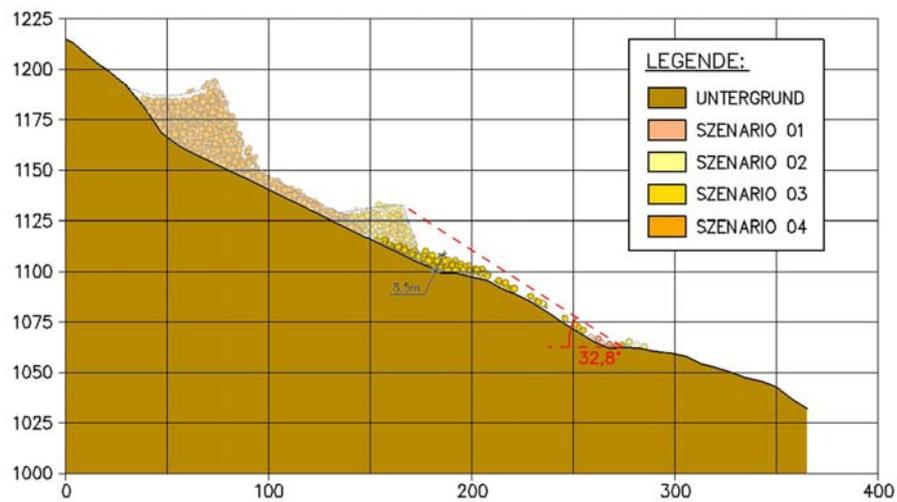
SCHNITT 13-13

Abbildung 9.25: Schnitt 13-13 mit Kennzeichnung des Fahrböschungswinkels sowie der Mächtigkeit des Ablagerungsmaterials, Szenario 3, BGV 1

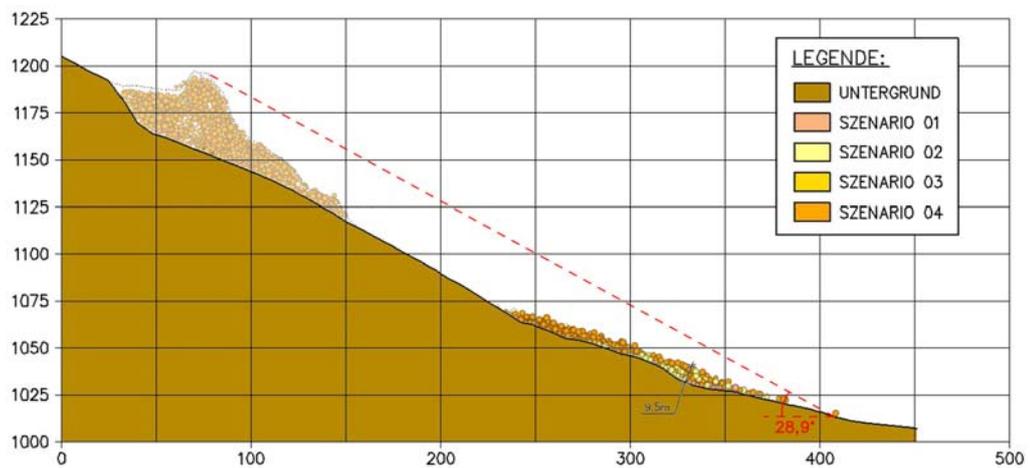
SCHNITT 14-14

Abbildung 9.26: Schnitt 14-14 mit Kennzeichnung des Fahrböschungswinkels sowie der Mächtigkeit des Ablagerungsmaterials, Szenario 4, BGV 1

9.3.5 Geschwindigkeitsverläufe und Energielinien

9.3.5.1 Szenario 1

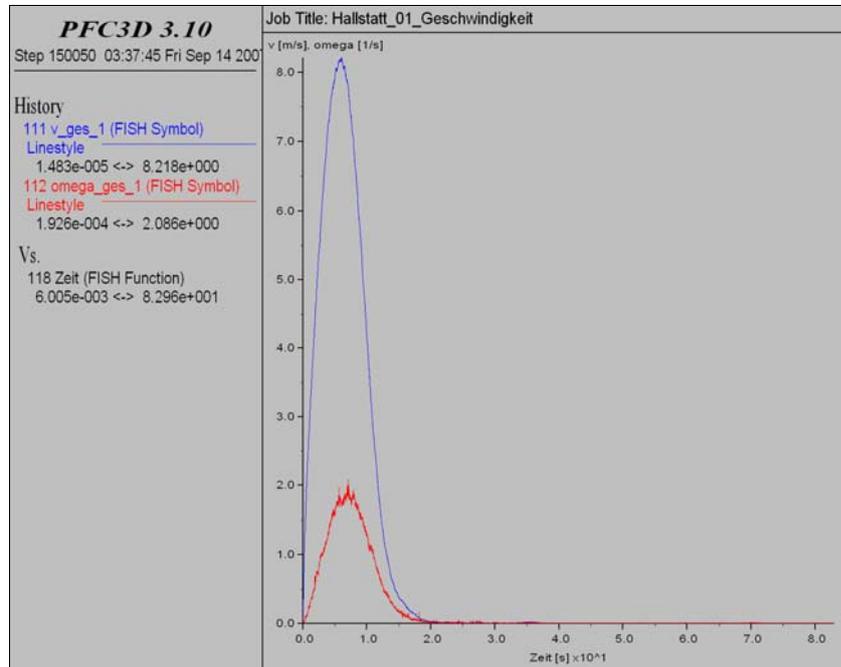


Abbildung 9.27: Verlauf der mittleren Geschwindigkeit und Winkelgeschwindigkeit der Gesamtmasse über die Zeit, Szenario 1, BGV 1

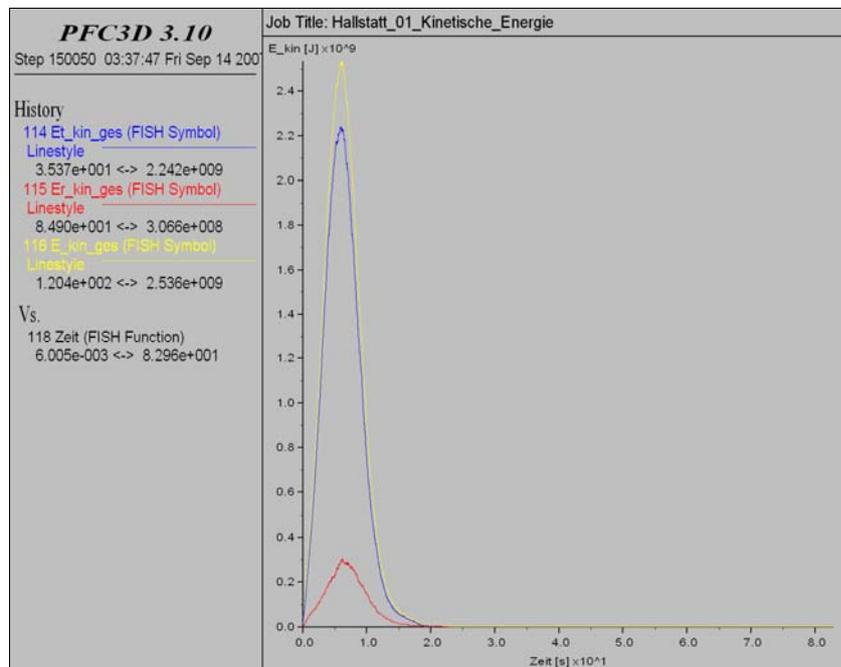


Abbildung 9.28: Verlauf der kinetischen Energie sowie der Translations- und Rotationsenergie der Sturzmasse über die Zeit, Szenario 1, BGV 1

9.3.5.2 Szenario 2

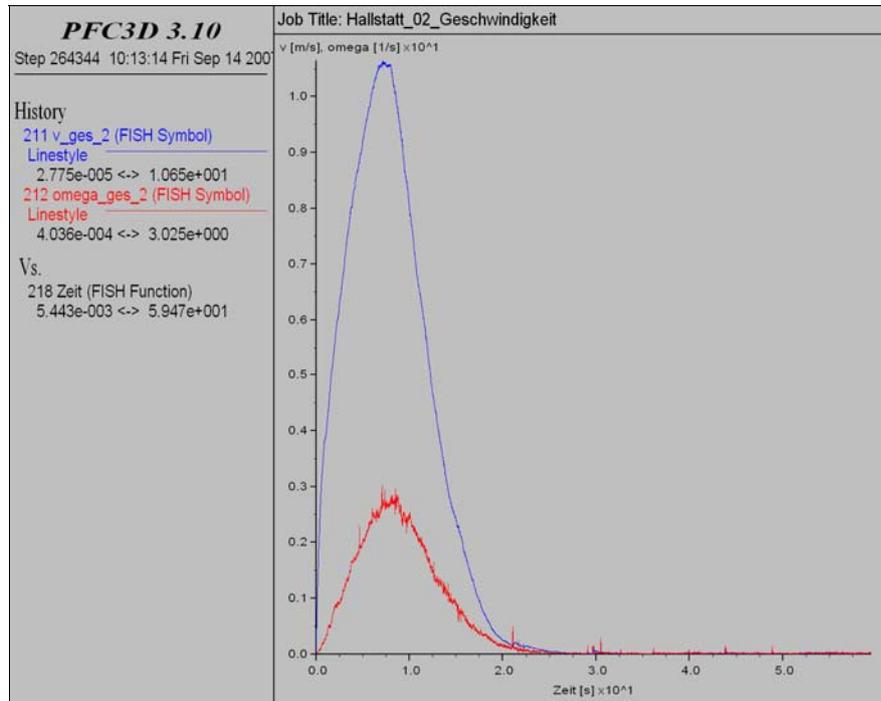


Abbildung 9.29: Verlauf der mittleren Geschwindigkeit und Winkelgeschwindigkeit der Gesamtmasse über die Zeit, Szenario 2, BGV 1

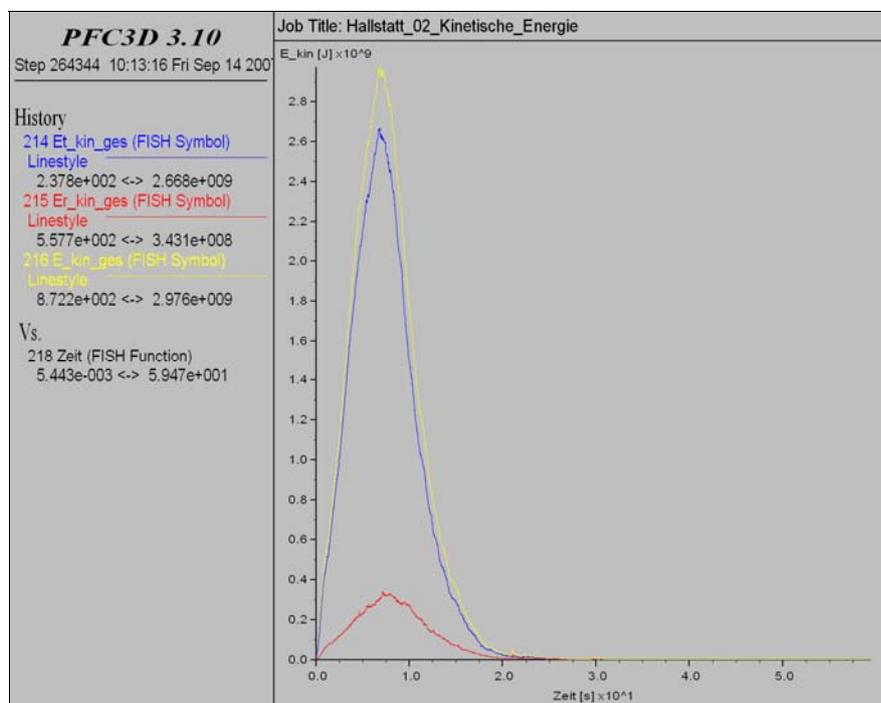


Abbildung 9.30: Verlauf der kinetischen Energie sowie der Translations- und Rotationsenergie der Sturzmasse über die Zeit, Szenario 2, BGV 1

9.3.5.3 Szenario 3

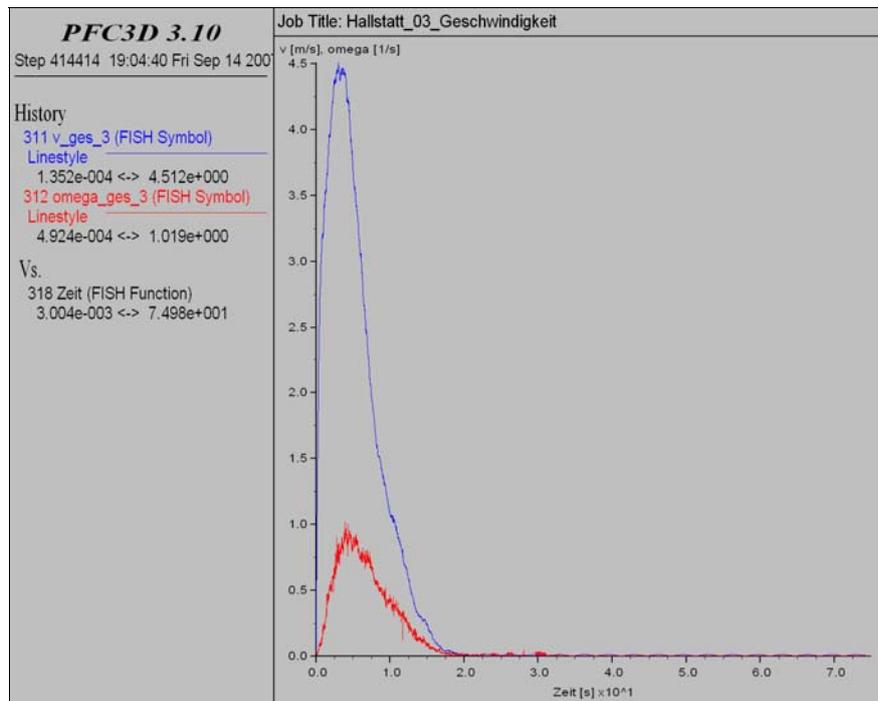


Abbildung 9.31: Verlauf der mittleren Geschwindigkeit und Winkelgeschwindigkeit der Gesamtmasse über die Zeit, Szenario 3, BGV 1

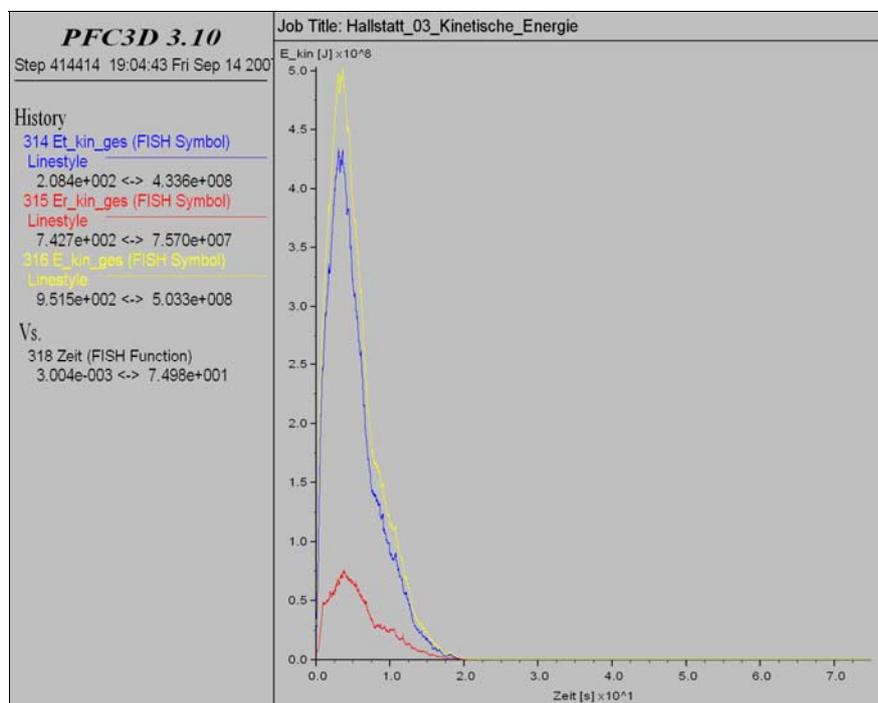


Abbildung 9.32: Verlauf der kinetischen Energie sowie der Translations- und Rotationsenergie der Sturzmasse über die Zeit, Szenario 3, BGV 1

9.3.5.4 Szenario 4

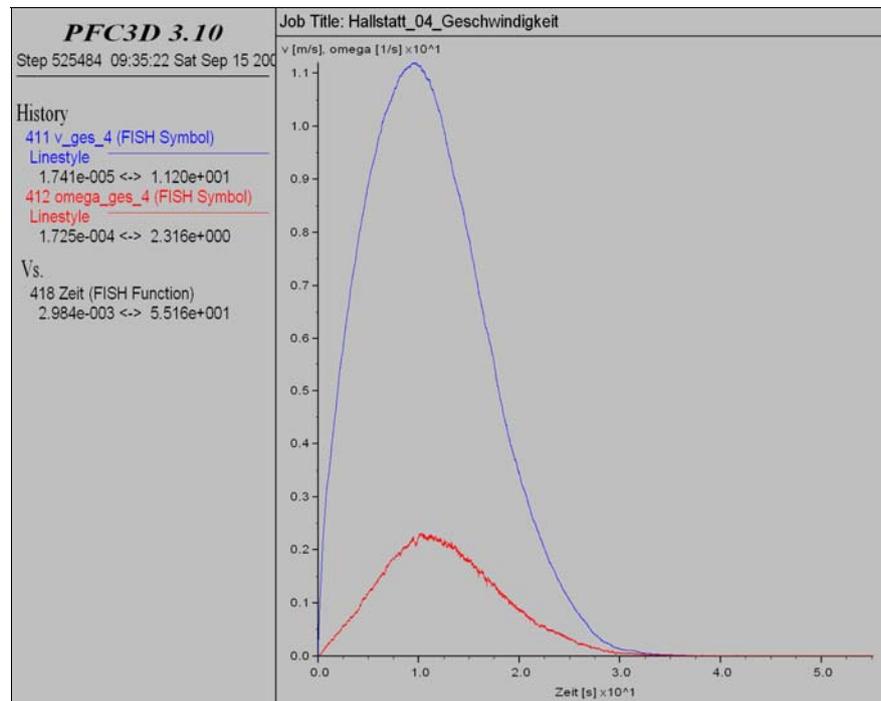


Abbildung 9.33: Verlauf der mittleren Geschwindigkeit und Winkelgeschwindigkeit der Gesamtmasse über die Zeit, Szenario 4, BGV 1

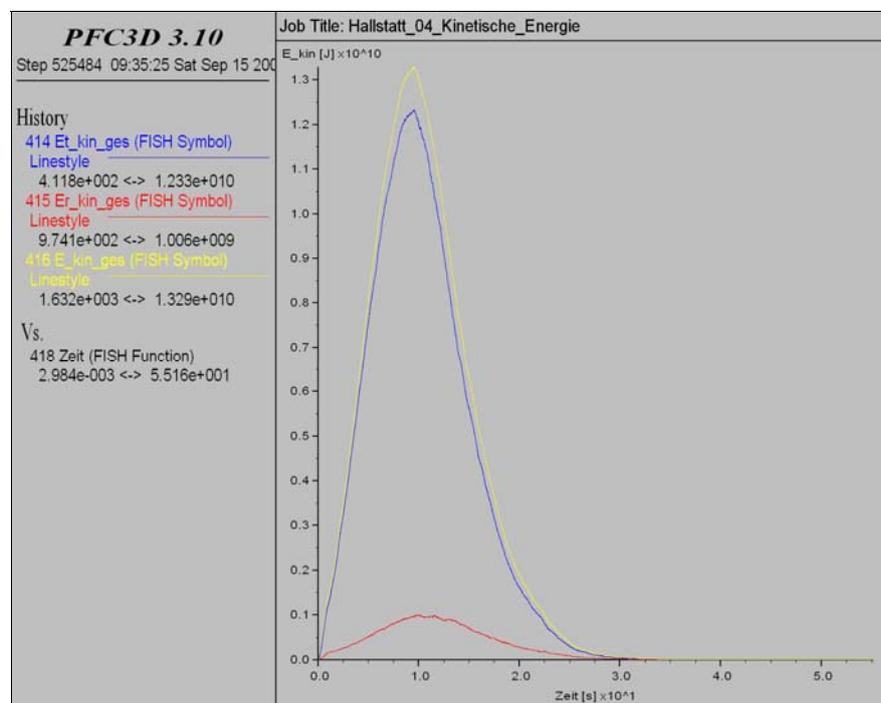


Abbildung 9.34: Verlauf der kinetischen Energie sowie der Translations- und Rotationsenergie der Sturzmasse über die Zeit, Szenario 4, BGV 1

9.3.6 Beschreibung der Ergebnisse

Die Schutthalde von Szenario 1 erreicht eine Höhe von 1035 *m NN* und lagert sich dort in den vorhandenen Geländemulden ab (siehe Abbildung 9.19). Die Mächtigkeit des Ablagerungsmaterials kann mit 8 Metern angegeben werden. Die Sturzmasse verschüttet die bestehende Straße und kommt etwa 60 Meter unterhalb dieser zum Stillstand, der dabei erreichte Fahrböschungswinkel beträgt 28° (siehe Abbildung 9.23). Betrachtet man die Geschwindigkeitsverläufe, so erkennt man, dass die mittlere Geschwindigkeit der Gesamtmasse ihr Maximum von 8,2 *m/s* nach ca. 7 Sekunden erreicht und nach etwa 20 Sekunden zum Stillstand kommt (siehe Abbildung 9.27). Bei diesem Szenario wurden zwar 150.000 Berechnungsschritte durchgeführt, da die Geschwindigkeit einzelner Bälle lange Zeit nicht unter 0,1 *m/s* viel, jedoch ist dies vor allem auf die Bewegungen innerhalb der ruhenden Masse in der Endlage zurückzuführen. Die kinetische Energie verläuft proportional zur Geschwindigkeit und erreicht einen Maximalwert von $2,5 \cdot 10^6$ *kJ*, wobei 88 % davon Translationsenergie und der Rest Rotationsenergie sind (siehe Abbildung 9.28).

Nachdem Szenario 1 seine Ruhelage erreicht hatte, wurde die Fixierung von Szenario 2 gelöst und die Masse zu Absturz gebracht. Die Sturzmasse von Szenario 2 lagert sich an jener des Szenarios 1 ab und schiebt diese noch weiter talwärts. Einzelne Blöcke rollen über die Schutthalde von Szenario 1 und erreichen eine Höhe von 1010 *m NN*, die Hauptmasse lagert sich jedoch auf einer Höhe von 1040 *m NN* ab (siehe Abbildung 9.20). Die Ablagerungsfläche breitet sich auf den Rücken zwischen den Ablagerungsbereichen aus Szenario 1 aus (da die Mulden bereits mit Material gefüllt sind). Der Fahrböschungswinkel beläuft sich auf 29,7°, wie man im Schnitt 12-12 erkennen kann (siehe Abbildung 9.24). Aufgrund der größeren Sturzhöhe wird nach etwa 8 Sekunden eine Maximalgeschwindigkeit der Gesamtmasse von 10,6 *m/s* erreicht (siehe Abbildung 9.29). Die maximale kinetische Energie des Gesamtensembles beträgt $3,0 \cdot 10^6$ *kJ*, davon sind etwa ca. 90 % Translationsenergie und 10 % Rotationsenergie (siehe Abbildung 9.30). Die Ruhelage wird nach etwa 25 Sekunden erreicht, wobei die kinetische Energie vor allem durch das Auffahren auf die Schutthalde des Szenarios 1 abgebaut wird.

Der Sturzprozess von Szenario 3 wird vor allem durch die unterhalb der Abbruchflanke abgelagerten Großblöcke aus Szenario 0 gebremst und erreicht deswegen eine sehr geringe Reichweite. Einzelne Blöcke lagern sich auf einer Höhe von 1065 *m NN* ab, die Hauptmasse kommt auf einer Höhe von 1090 *m NN* zum Stillstand (siehe Abbildung 9.21). Der Fahrböschungswinkel beläuft sich auf 32,8° (siehe Abbildung 9.25). Die maximale Geschwindigkeit der gesamten Sturzmasse beträgt in diesem Fall 4,5 *m/s* und wird nach etwa

3 Sekunden erreicht. Im Anschluss daran wird die Masse durch die Schutthalde und die Großblöcke von Szenario 0 stark abgebremst und erreicht ihre Endlage nach ca. 20 Sekunden (siehe Abbildung 9.31). Auch die maximale kinetische Energie liegt deutlich unter jener der vorhergehenden Szenarien und erreicht einen Höchstwert von $5,0 \cdot 10^5 \text{ kJ}$. Der Anteil der Translationsenergie beträgt etwa 65 %, jener der Rotationsenergie 35 % (siehe Abbildung 9.32). Betrachtet man die Ablagerungsfläche von Szenario 3, so erkennt man, dass die Masse durch den Großblock im Zentrum geteilt wird und an beiden Seiten vorbeiströmt und sich gleich darunter ablagert.

Das volumenmäßig größte Szenario 4 weist auch die größte Absturzhöhe auf. Das zwischen einer Höhe von 1115 m und 1190 m NN abbrechende Material lagert sich zum größten Teil auf einer Höhe von 1040 m NN ab. Durch die hohe kinetische Energie der Sturzmasse von $1,3 \cdot 10^7 \text{ kJ}$ werden die Ablagerungen aus den vorhergehenden Szenarien stark talwärts geschoben und teilweise überströmt (siehe Abbildung 9.22). Die kinetische Energie setzt sich in diesem Fall aus 93 % Translationsenergie und nur 7 % Rotationsenergie zusammen (siehe Abbildung 9.34). Durch Vergleich der 4 Szenarien kann man feststellen, dass bei höheren Geschwindigkeiten und größeren Sturzmassen der Anteil der Rotationsenergie mehr und mehr abnimmt und immer mehr das Phänomen des Strömens (HEIM, 1932) zum Tragen kommt. Die größte Ausbreitung erreicht das Szenario 4 an der orografisch linken Seite des Roten Kögeles, wo sich die Sturzmasse bis auf eine Höhe von 1030 m NN ablagert und eine Mächtigkeit von etwa 9,5 Metern erreicht. Der Fahrböschungswinkel in diesem Bereich beträgt $28,9^\circ$ (siehe Abbildung 9.26). Im orografisch rechten Bereich kann man wiederum gut erkennen, dass die Sturzmasse durch die Ablagerungen aus Szenario 0 und Szenario 3 stark gebremst wird. In diesem Fall ist noch besser zu erkennen, wie der Großblock von Szenario 0 auf beiden Seiten umströmt wird. Hier breitet sich der Schuttkegel bis auf eine Höhe von 1085 m NN aus. Die Sturzmasse von Szenario 4 erreicht eine maximale mittlere Geschwindigkeit von 11,2 m/s, welche nach etwa 10 Sekunden erreicht wird (siehe Abbildung 9.33). Die mittlere Geschwindigkeit ist nicht höher, da durch die Bildung des Mittels über die Gesamtmasse auch die langsamen Teilmassen oberhalb von Szenario 3 berücksichtigt werden, welche den Mittelwert stark nach unten drücken. Im Bereich oberhalb von Szenario 1 und 2 erreicht die Sturzmasse aufgrund der freien Sturzbahn eine wesentlich höhere Geschwindigkeit. Der Sturzvorgang von Szenario 4 dauert etwa 50 Sekunden, wobei der Großteil der Sturzmasse nach ca. 32 Sekunden seine Endlage erreicht.

9.4 Blockgrößenverteilung 2 (BGV 2)

Das Gesamtvolumen von 258.746 m^3 wurde bei dieser BGV ($d = 0,5\text{--}5,0 \text{ m}$) mit 4424 Bällen und einer Porosität von 30 % generiert. Die Oberfläche wurde mit 7600 Wandelementen aufgebaut. Die gewählten Parameter wurden von BGV 2 - Fall 14 übernommen.

Die Ballanzahlen sind wie folgt auf die einzelnen Szenarien verteilt:

- Szenario 1: 794
- Szenario 2: 647
- Szenario 3: 474
- Szenario 4: 2509

9.4.1 Ausgangslage

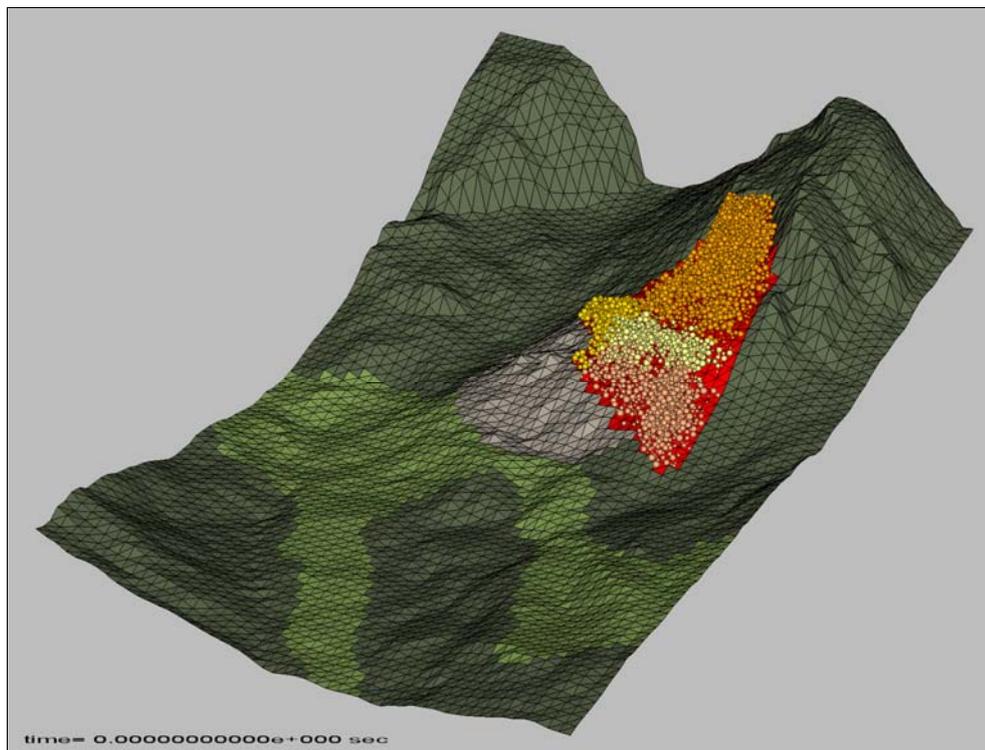


Abbildung 9.35: Ansicht aus Nord-Ost, Ausgangslage Szenario 1-4, BGV 2



Abbildung 9.36: Draufsicht, Ausgangslage Szenario 1-4, BGV 2

9.4.2 Gewählte Parameter aus Szenario 0 (BGV 2 – Fall 14)

<i>Szenario 01-04 - Blockgrößenverteilung 2</i>	
<i>Allgemeine Angaben</i>	
Berechnungsschritte Gesamt [-]	579.844
Gesamtvolumen [m ³]	258.746
Wandanzahl Oberfläche [-]	7600 (1-7600)
Gesamte Ballanzahl [-]	4424 (1-4637)
Blockgrößenverteilung - Durchmesser [m]	0,5 - 5,0
Porosität [%]	30,0
Berechnungsschritte Szenario 01 [-]	150.000
Volumen Szenario 01 [m ³]	44.985
Ballanzahl Szenario 01 [-]	794 (1-832)
Berechnungsschritte Szenario 02 [-]	150.000
Volumen Szenario 02 [m ³]	46.660
Ballanzahl Szenario 02 [-]	647 (833-1518)
Berechnungsschritte Szenario 03 [-]	129.844
Volumen Szenario 03 [m ³]	32.500
Ballanzahl Szenario 03 [-]	474 (1519-2048)
Berechnungsschritte Szenario 04 [-]	150.000
Volumen Szenario 04 [m ³]	134.601
Ballanzahl Szenario 04 [-]	2509 (2049-4637)
<i>Parameter Abbruchfläche</i>	
Normalsteifigkeit [kN/m]	1*10 ⁶
Schersteifigkeit [kN/m]	1*10 ⁶
Reibungskoeffizient Ball-Wand [-]	tan 30°=0,577
Rollwiderstand [cm]	5,0
Kritisches Normaldämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]	0,5
Kritisches Scherdämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]	0,5
<i>Parameter Hangschutt</i>	
Normalsteifigkeit [kN/m]	1*10 ⁶
Schersteifigkeit [kN/m]	1*10 ⁶
Reibungskoeffizient Ball-Wand [-]	tan 60°=1,732
Rollwiderstand [cm]	21,5
Kritisches Normaldämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]	0,8
Kritisches Scherdämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]	0,8
<i>Parameter Wald</i>	
Normalsteifigkeit [kN/m]	1*10 ⁶
Schersteifigkeit [kN/m]	1*10 ⁶
Reibungskoeffizient Ball-Wand [-]	tan 40°=0,839
Rollwiderstand [cm]	15,0
Kritisches Normaldämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]	0,7
Kritisches Scherdämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]	0,7
<i>Parameter Wiese</i>	
Normalsteifigkeit [kN/m]	1*10 ⁶
Schersteifigkeit [kN/m]	1*10 ⁶
Reibungskoeffizient Ball-Wand [-]	tan 30°=0,577
Rollwiderstand [cm]	11,0
Kritisches Normaldämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]	0,7
Kritisches Scherdämpfungsverhältnis Ball-Wand [-]	0,7
<i>Parameter Bälle</i>	
Normalsteifigkeit [kN/m]	1*10 ⁶
Schersteifigkeit [kN/m]	1*10 ⁶
Kontaktbindung (Normalkraft) [kN]	-
Kontaktbindung (Scherkraft) [kN]	-
Materialdichte [kg/m ³]	2.700
Reibungskoeffizient Ball-Ball [-]	tan 60°=1,732
Kritisches Normaldämpfungsverhältnis Ball-Ball [-]	0,5
Kritisches Scherdämpfungsverhältnis Ball-Ball [-]	0,5

Tabelle 9.2: Parameter zur Generierung der Sturzmasse für Szenario 1-4, BGV 2

9.4.3 Endlage

9.4.3.1 Szenario 1

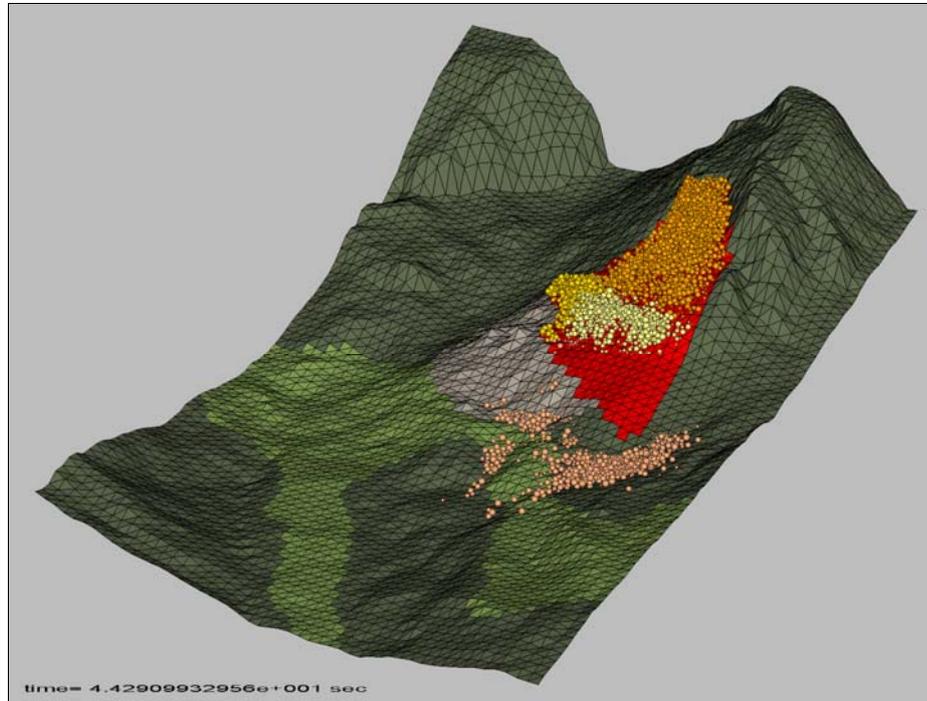


Abbildung 9.37: Ansicht aus Nord-Ost, Endlage Szenario 1, BGV 2



Abbildung 9.38: Draufsicht, Endlage Szenario 1, BGV 2

9.4.3.2 Szenario 2

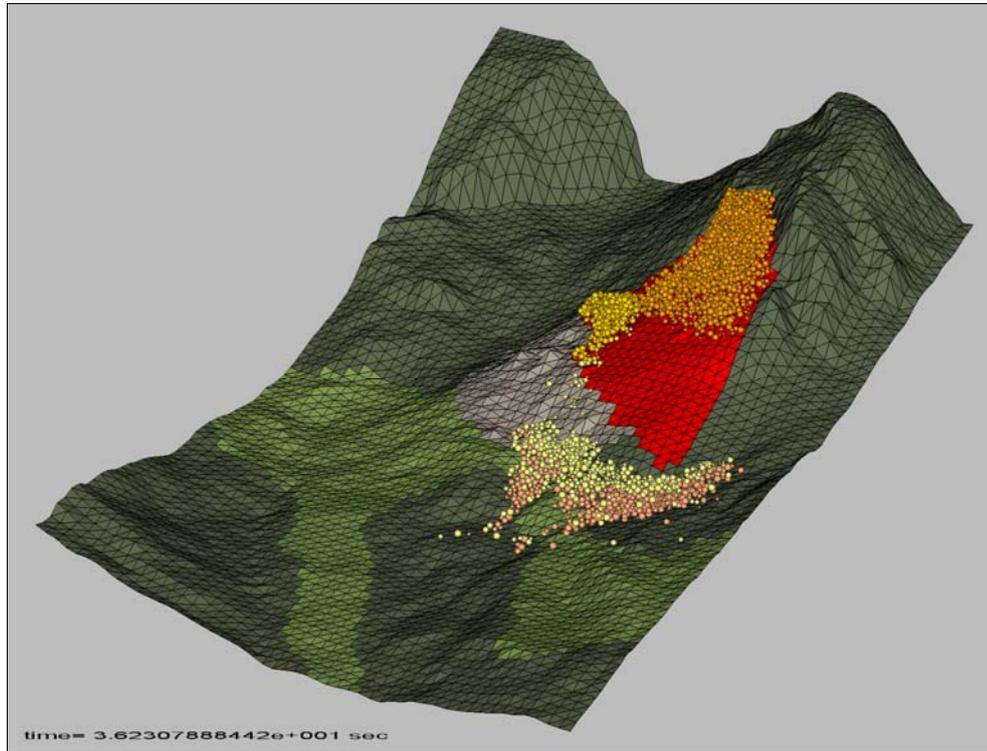


Abbildung 9.39: Ansicht aus Nord-Ost, Endlage Szenario 2, BGV 2

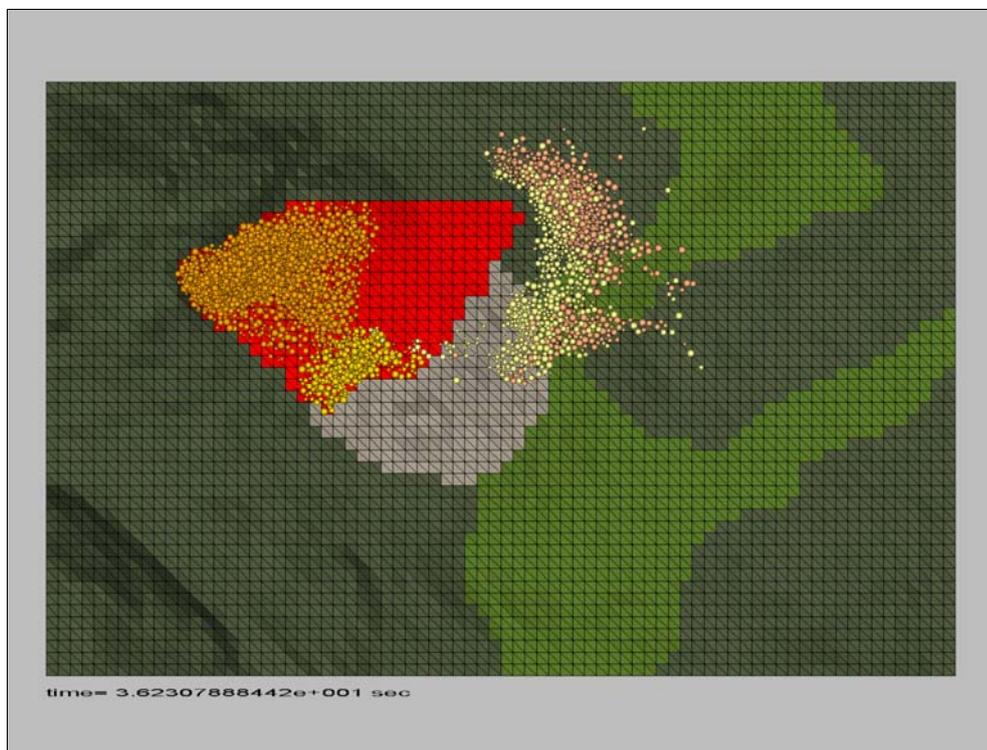


Abbildung 9.40: Draufsicht, Endlage Szenario 2, BGV 2

9.4.3.3 Szenario 3

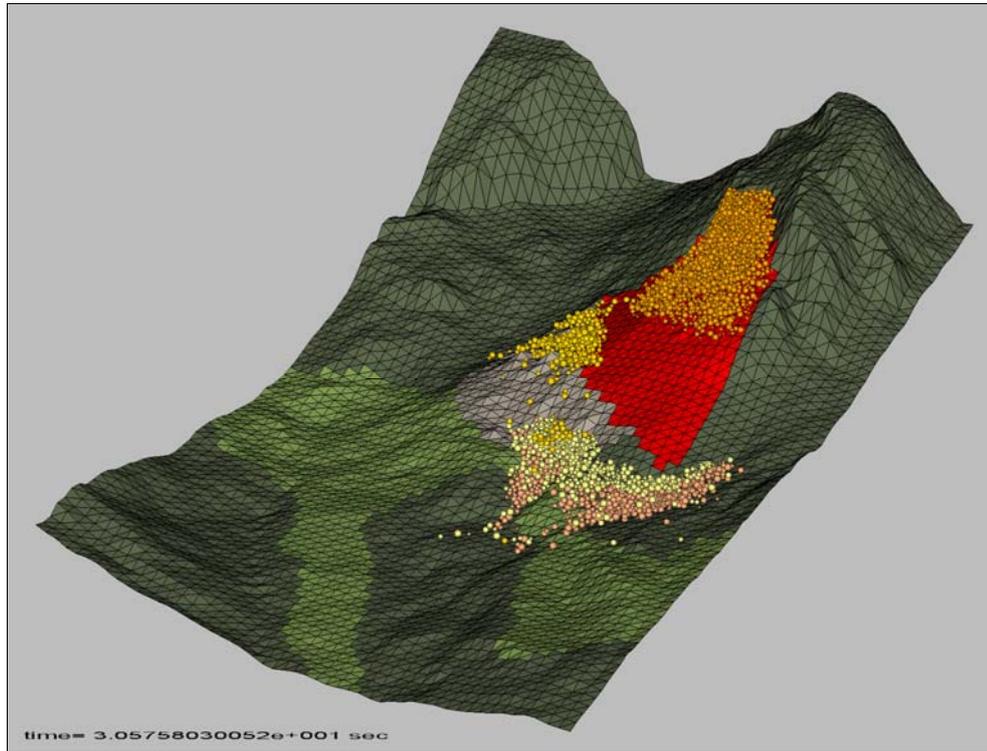


Abbildung 9.41: Ansicht aus Nord-Ost, Endlage Szenario 3, BGV 2



Abbildung 9.42: Draufsicht, Endlage Szenario 3, BGV 2

9.4.3.4 Szenario 4

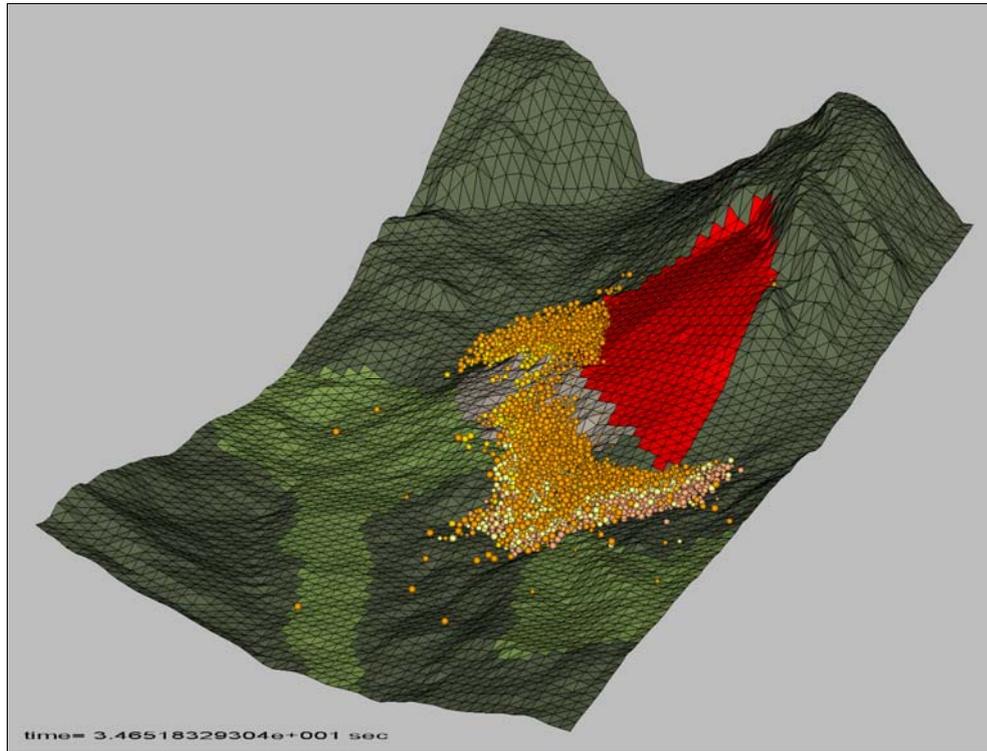


Abbildung 9.43: Ansicht aus Nord-Ost, Endlage Szenario 4, BGV 2

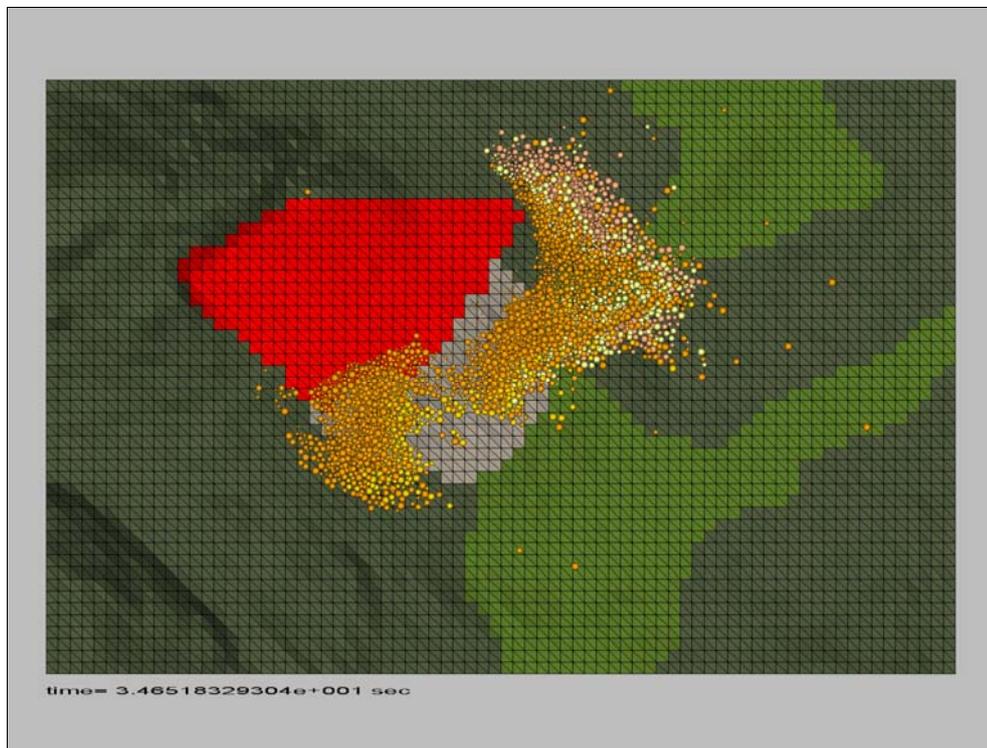


Abbildung 9.44: Draufsicht, Endlage Szenario 4, BGV 2

9.4.4 Überlagerungen und Schnitte

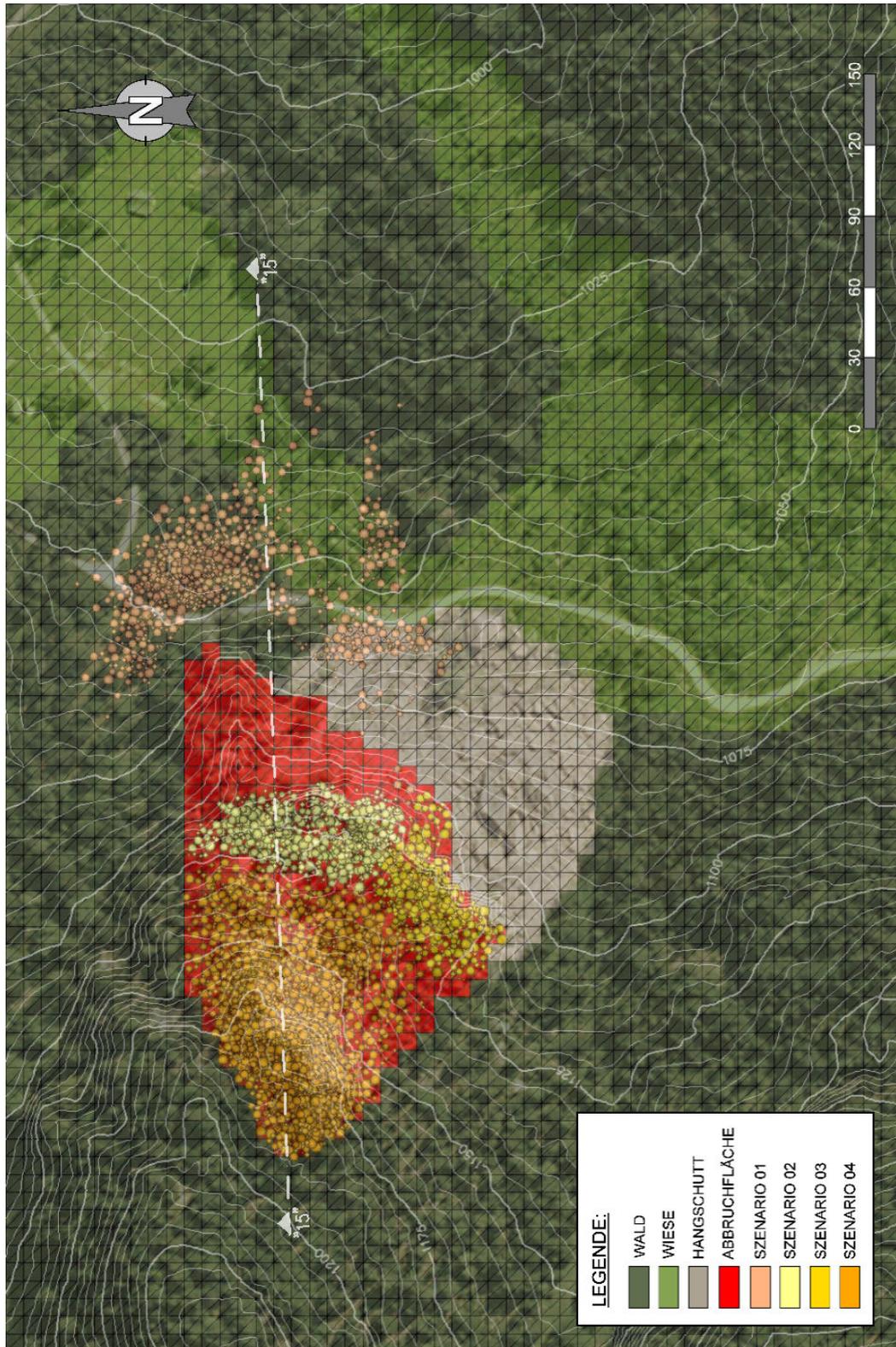


Abbildung 9.45: Überlagerung der Endlage mit dem Orthofoto, Szenario 1, BGV 2

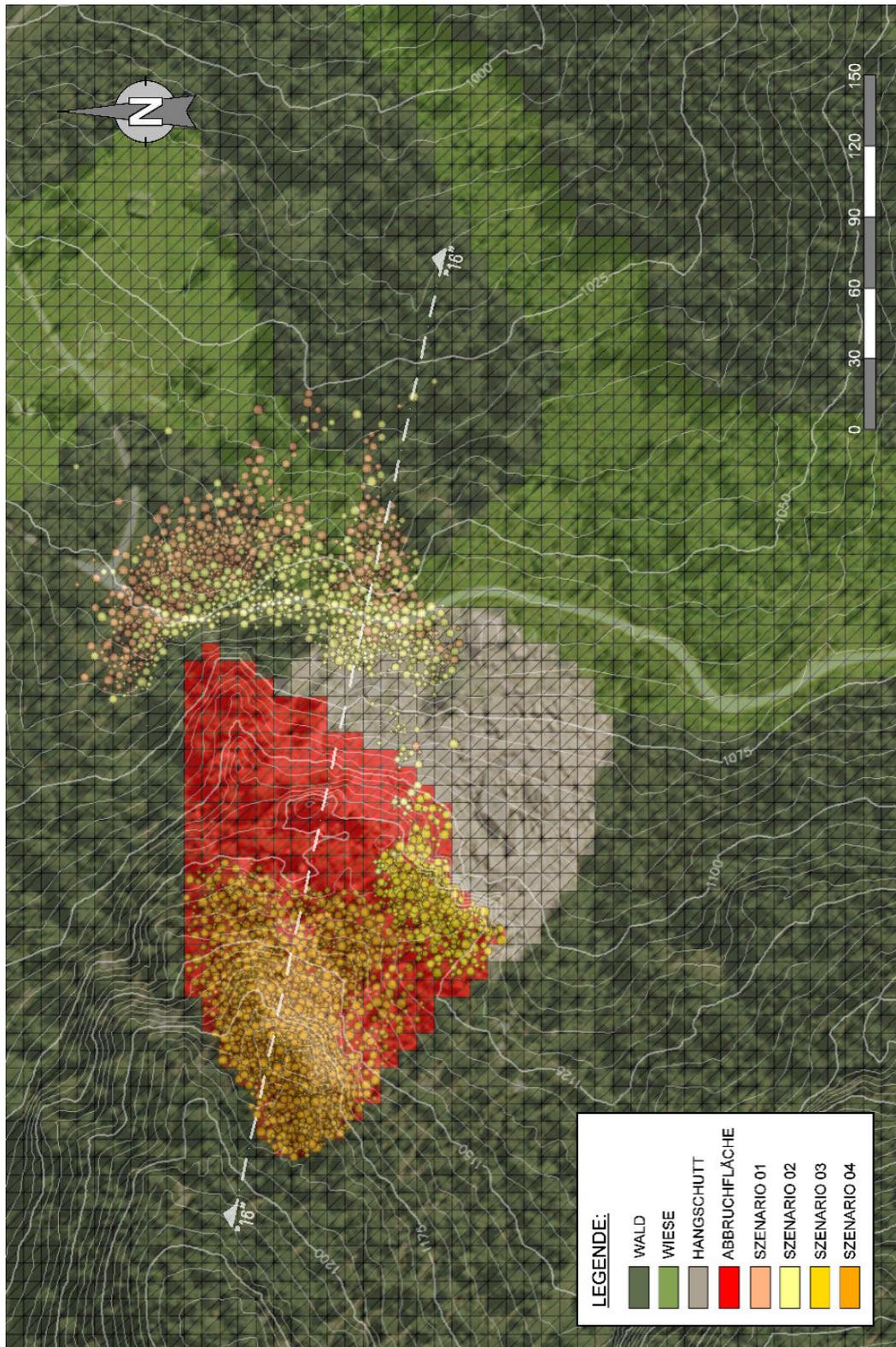


Abbildung 9.46: Überlagerung der Endlage mit dem Orthofoto, Szenario 2, BGV 2

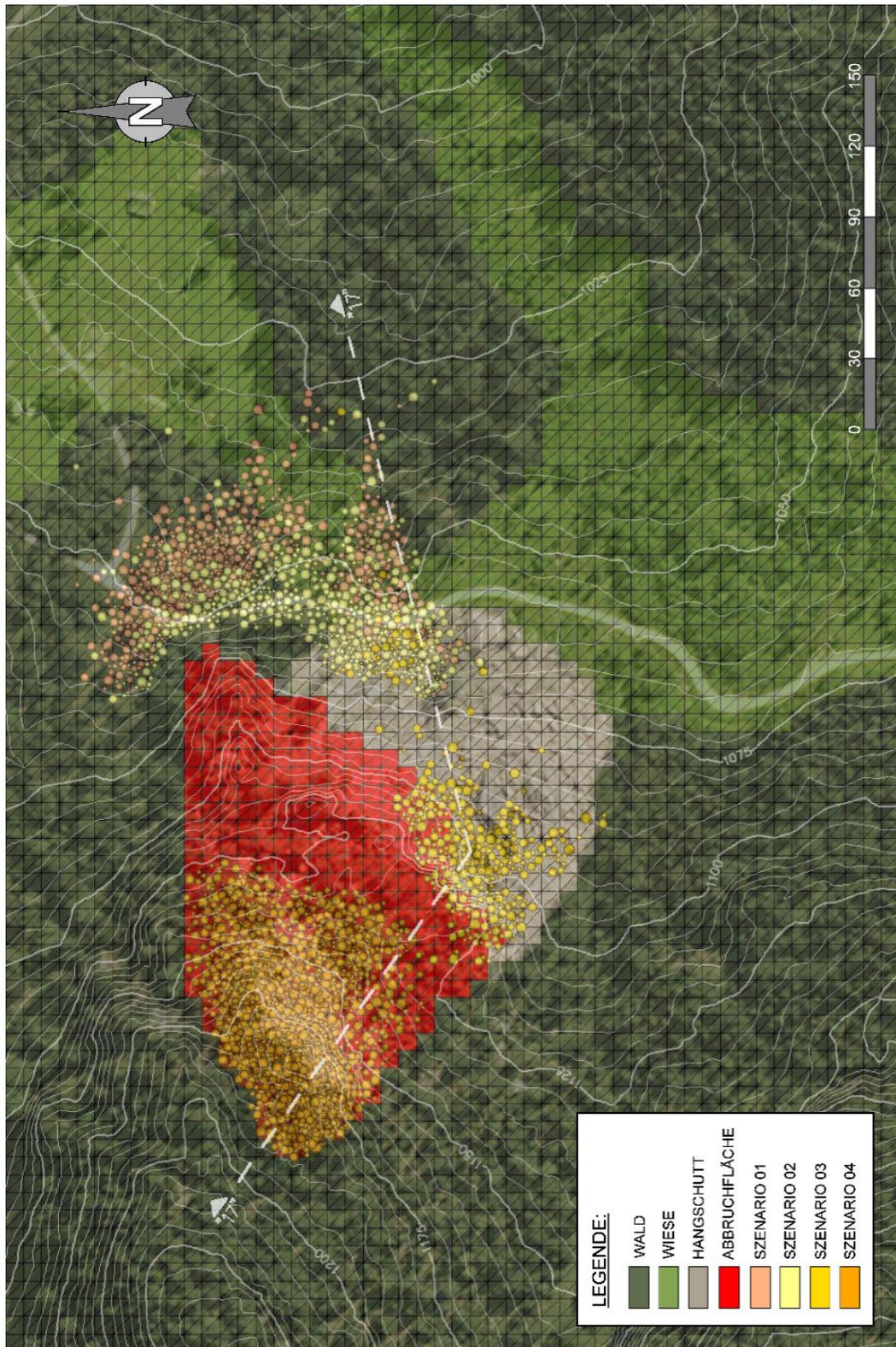


Abbildung 9.47: Überlagerung der Endlage mit dem Orthofoto, Szenario 3, BGV 2

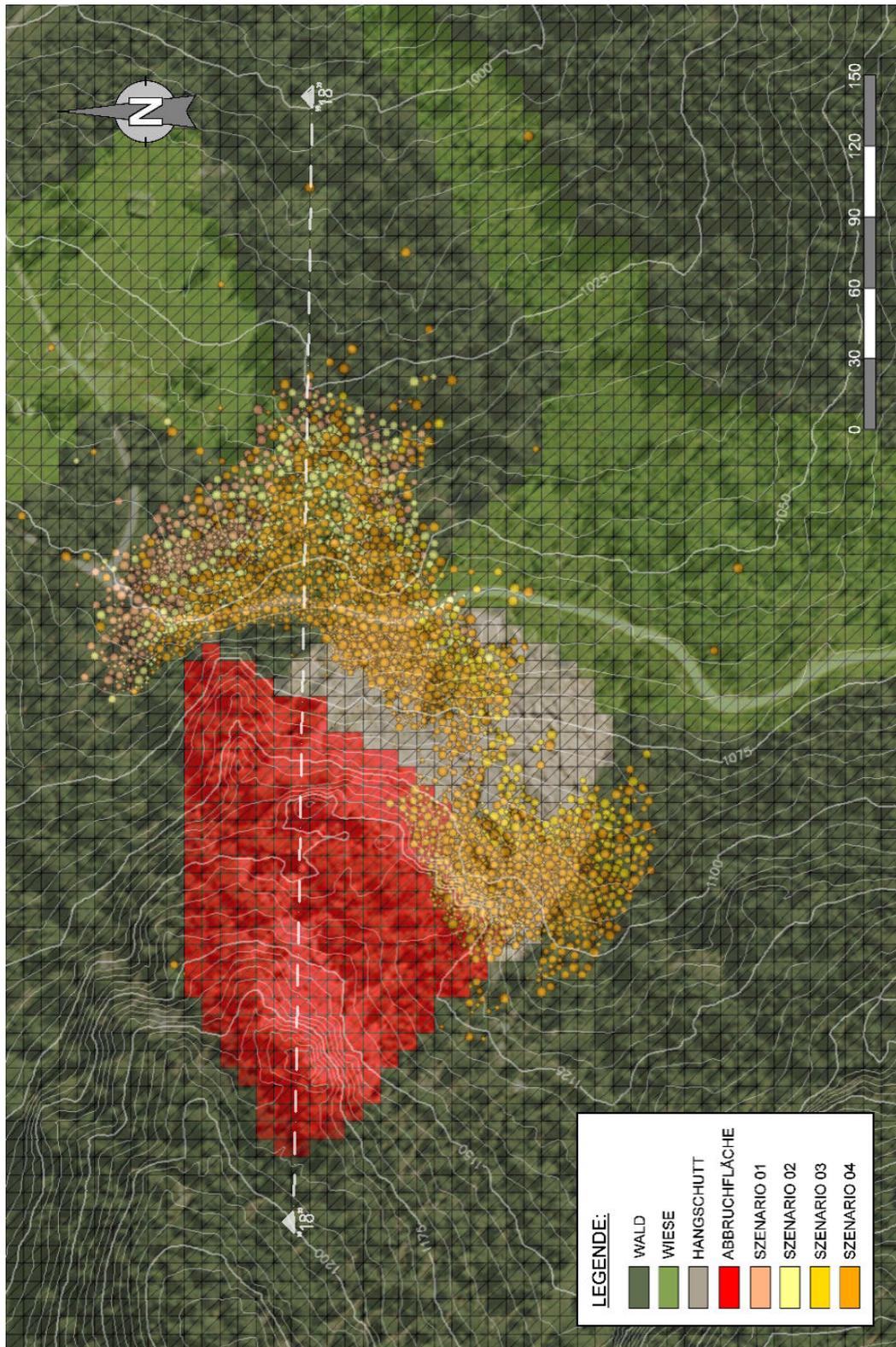


Abbildung 9.48: Überlagerung der Endlage mit dem Orthofoto, Szenario 4, BGV 2

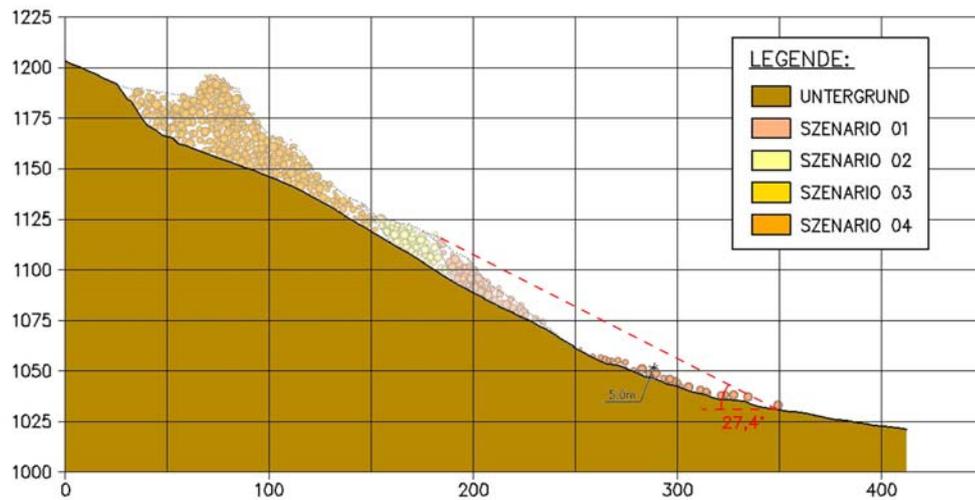
SCHNITT 15–15

Abbildung 9.49: Schnitt 15-15 mit Kennzeichnung des Fahrböschungswinkels sowie der Mächtigkeit des Ablagerungsmaterials, Szenario 1, BGV 2

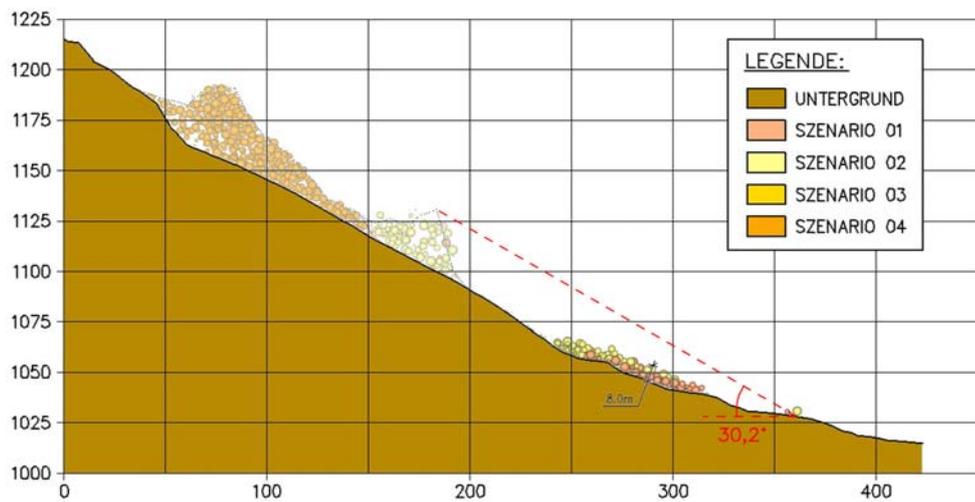
SCHNITT 16–16

Abbildung 9.50: Schnitt 16-16 mit Kennzeichnung des Fahrböschungswinkels sowie der Mächtigkeit des Ablagerungsmaterials, Szenario 2, BGV 2

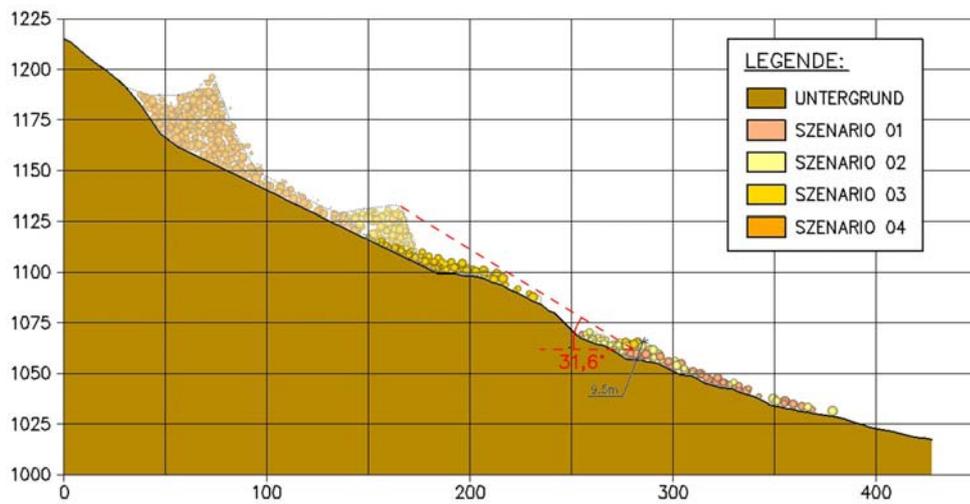
SCHNITT 17–17

Abbildung 9.51: Schnitt 17-17 mit Kennzeichnung des Fahrböschungswinkels sowie der Mächtigkeit des Ablagerungsmaterials, Szenario 3, BGV 2

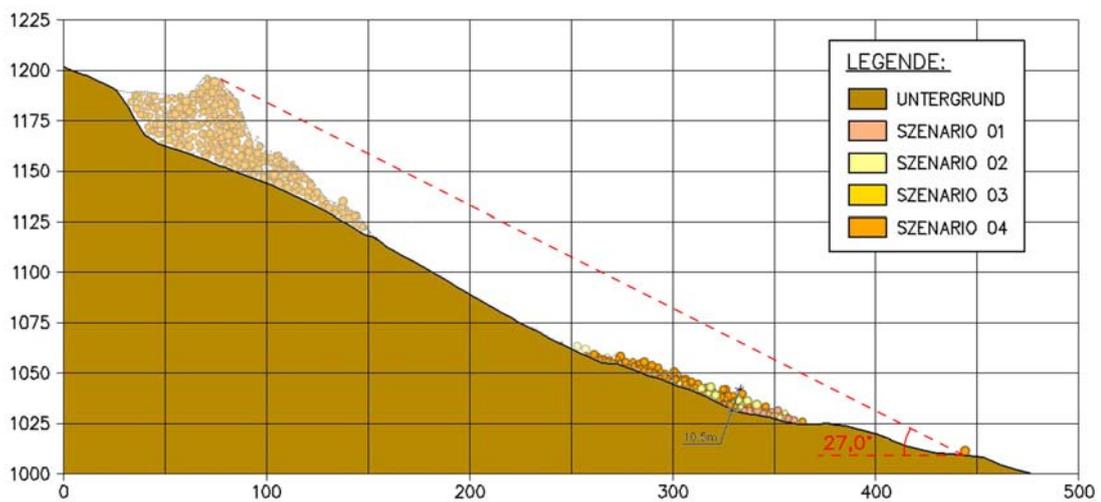
SCHNITT 18–18

Abbildung 9.52: Schnitt 18-18 mit Kennzeichnung des Fahrböschungswinkels sowie der Mächtigkeit des Ablagerungsmaterials, Szenario 4, BGV 2

9.4.5 Geschwindigkeitsverläufe und Energielinien

9.4.5.1 Szenario 1

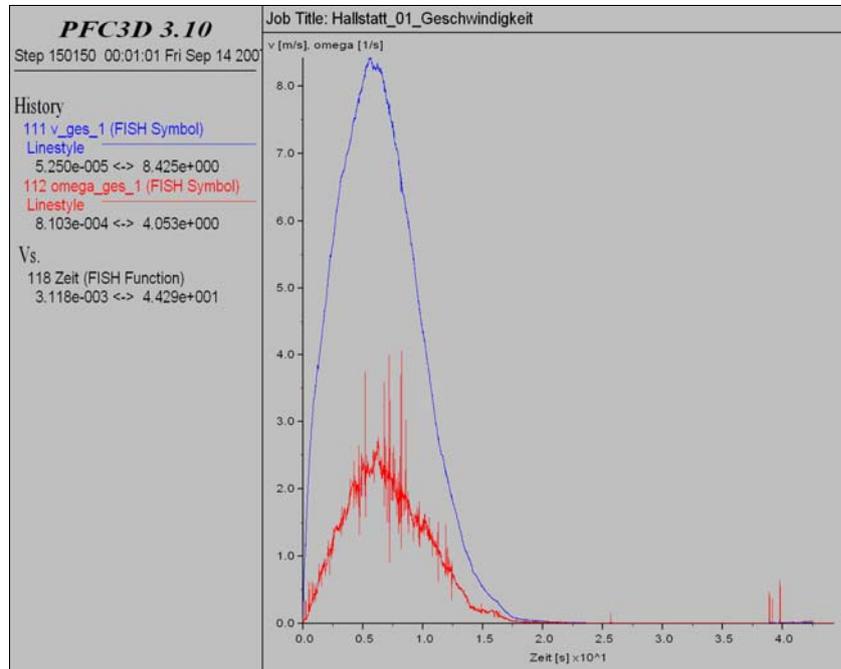


Abbildung 9.53: Verlauf der mittleren Geschwindigkeit und Winkelgeschwindigkeit der Gesamtmasse über die Zeit, Szenario 1, BGV 2

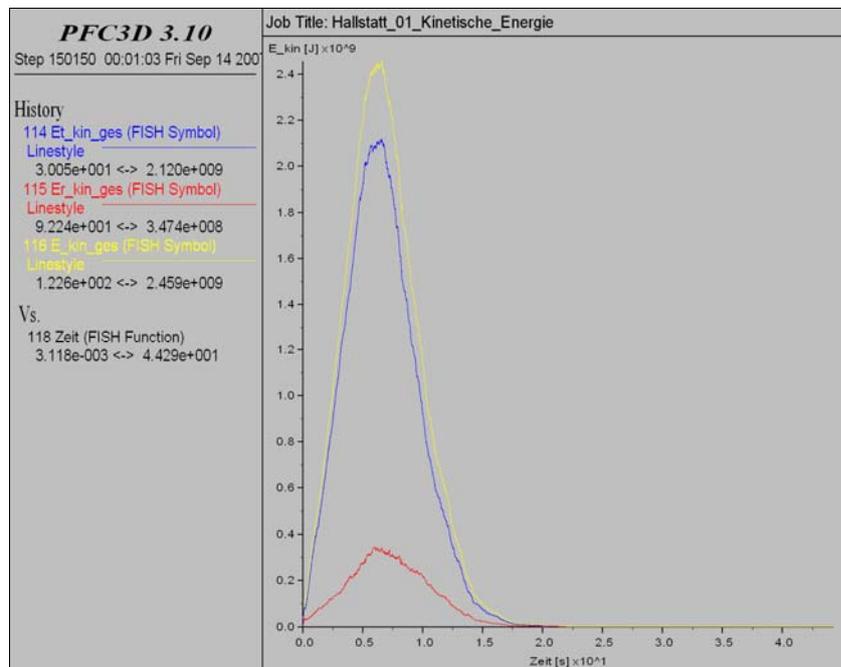


Abbildung 9.54: Verlauf der kinetischen Energie sowie der Translations- und Rotationsenergie der Sturzmasse über die Zeit, Szenario 1, BGV 2

9.4.5.2 Szenario 2

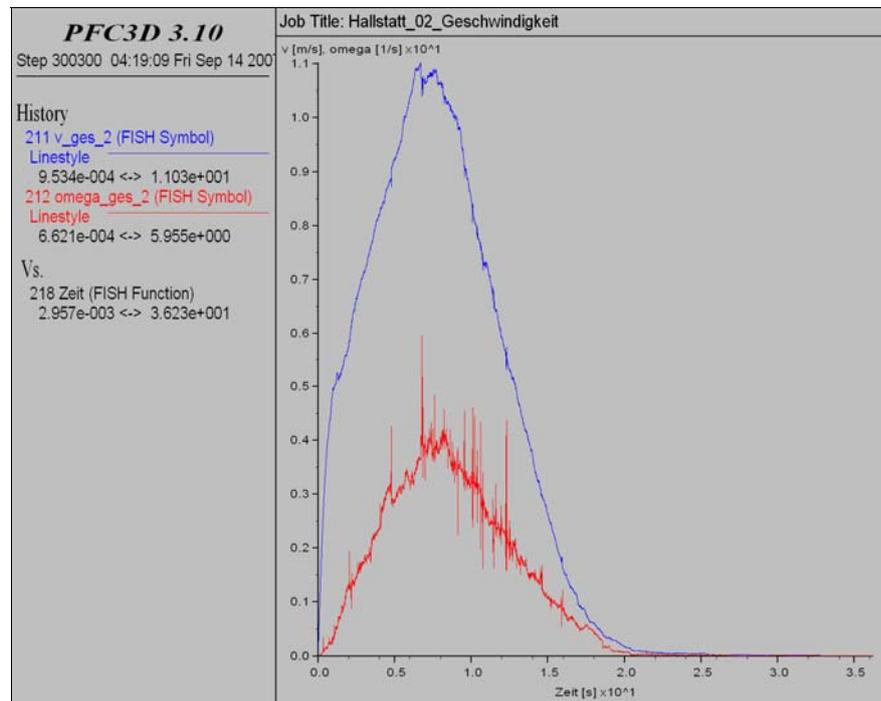


Abbildung 9.55: Verlauf der mittleren Geschwindigkeit und Winkelgeschwindigkeit der Gesamtmasse über die Zeit, Szenario 2, BGV 2

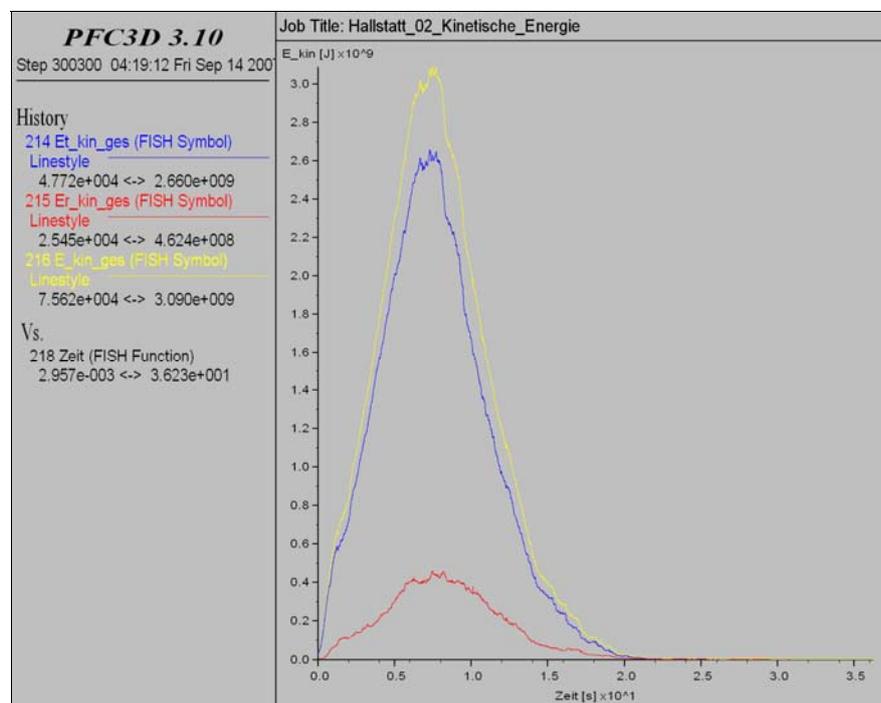


Abbildung 9.56: Verlauf der kinetischen Energie sowie der Translations- und Rotationsenergie der Sturzmasse über die Zeit, Szenario 2, BGV 2

9.4.5.3 Szenario 3

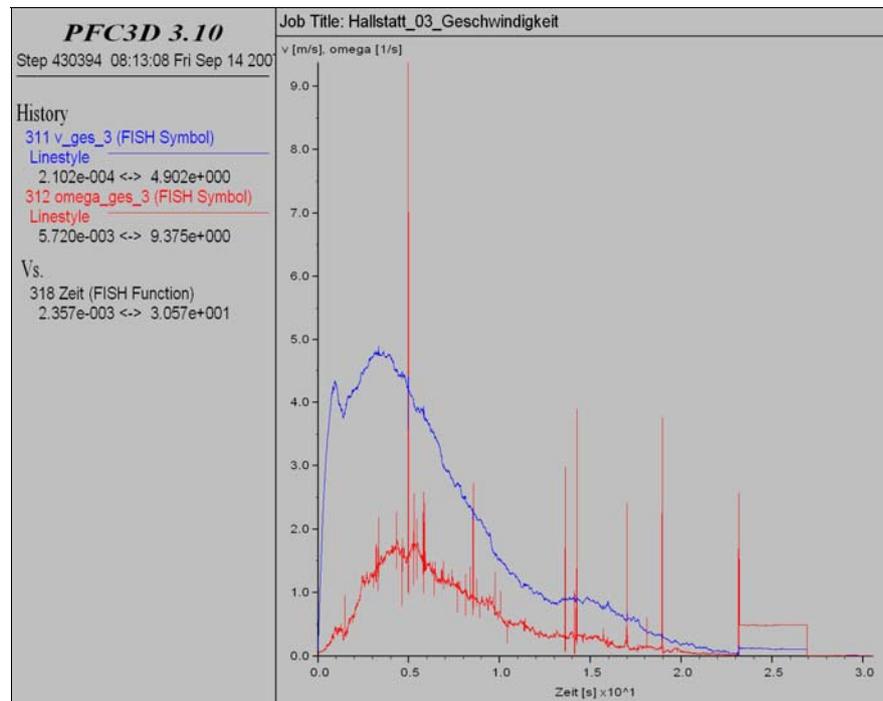


Abbildung 9.57: Verlauf der mittleren Geschwindigkeit und Winkelgeschwindigkeit der Gesamtmasse über die Zeit, Szenario 3, BGV 2

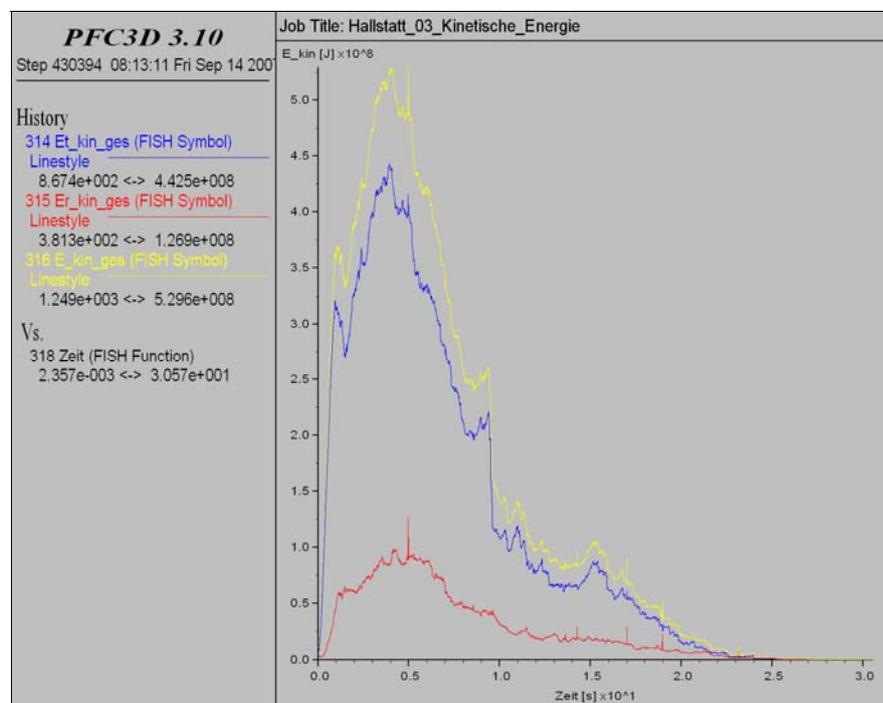


Abbildung 9.58: Verlauf der kinetischen Energie sowie der Translations- und Rotationsenergie der Sturzmasse über die Zeit, Szenario 3, BGV 2

9.4.5.4 Szenario 4

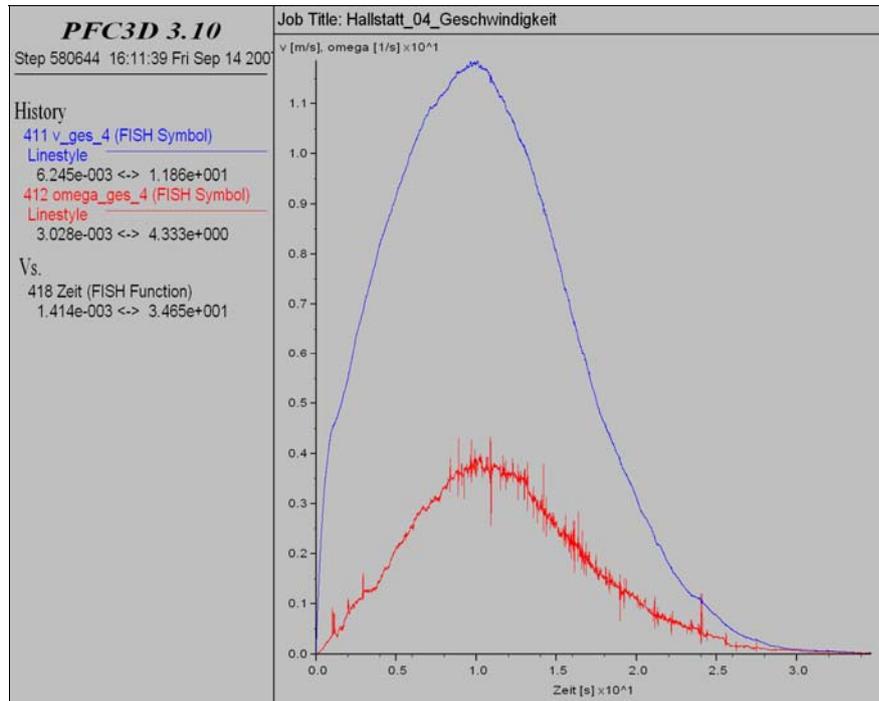


Abbildung 9.59: Verlauf der mittleren Geschwindigkeit und Winkelgeschwindigkeit der Gesamtmasse über die Zeit, Szenario 4, BGV 2

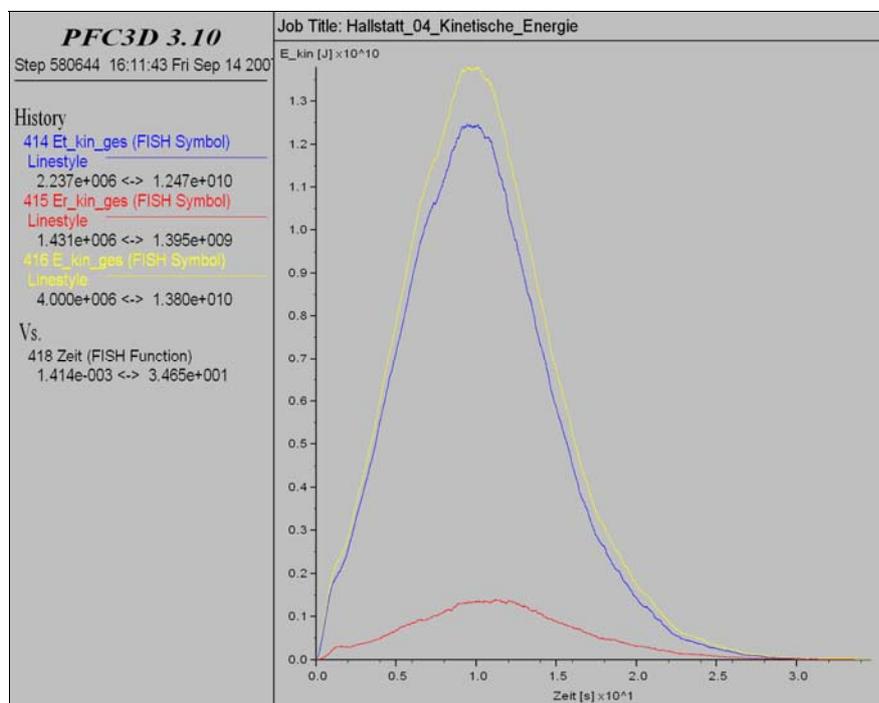


Abbildung 9.60: Verlauf der kinetischen Energie sowie der Translations- und Rotationsenergie der Sturzmasse über die Zeit, Szenario 4, BGV 2

9.4.6 Beschreibung der Ergebnisse

Die Schutthalde von Szenario 1 reicht bis zu einer Höhe von 1035 *m NN* und lagert sich dort in den vorhandenen Geländemulden ab. Wie man in Abbildung 9.45 sehen kann verschüttet das Sturzmaterial die bestehende Straße und kommt wie bei BGV 1 etwa 60 Meter unterhalb dieser zum Stillstand, der dabei erreichte Fahrböschungswinkel beträgt 27,4° (siehe Abbildung 9.49). Die Sturzmasse erreicht nach ca. 6 Sekunden eine Maximalgeschwindigkeit von 8,4 *m/s* und kommt nach etwa 20 Sekunden zum Stillstand (siehe Abbildung 9.53). Der Verlauf der kinetischen Energie ist proportional zu jenem der Geschwindigkeit und erreicht einen Maximalwert von $2,5 \cdot 10^6$ *kJ* und setzt sich zu 86 % aus Translationenergie und zu 14 % aus Rotationsenergie zusammen (siehe Abbildung 9.54). Im Verhältnis zu BGV 1 ($d = 1,0\text{--}4,0$ *m*) weisen Einzelblöcke in diesem Fall eine höhere kinetische Energie auf, dies ist auf den größeren maximalen Blockdurchmesser von 5 Metern zurückzuführen.

Nachdem Szenario 1 seine Ruhelage ($v_{Ball,max} < 0,1$ *m/s*) erreicht hatte, wurde die Fixierung von Szenario 2 gelöst und die Masse zu Absturz gebracht. Die Sturzmasse von Szenario 2 schiebt jene von Szenario 1 noch weiter talwärts. Wie man in Abbildung 9.46 erkennen kann rollen einzelne Blöcke über den abgelagerten Blockschutt von Szenario 1 und erreichen eine Höhe von 1025 *m NN*, die Hauptmasse lagert sich auf einer Höhe von 1045 *m NN* ab. Auch in diesem Fall ist eine gute Übereinstimmung mit der Ablagerungsposition aus BGV 1 gegeben. Bei einem Fahrböschungswinkel von 30,2° (siehe Abbildung 9.50) wird nach etwa 8 Sekunden eine Maximalgeschwindigkeit der Gesamtmasse von 11,0 *m/s* erreicht (siehe Abbildung 9.55). Die dabei freigesetzte maximale kinetische Energie des Gesamtensembles beträgt $3,1 \cdot 10^6$ *kJ*, wobei 86 % davon durch Translation und 14 % durch Rotation der Sturzblöcke erzeugt werden (siehe Abbildung 9.56). Die Ruhelage wird nach etwa 22 Sekunden erreicht, wobei die Energie vor allem durch das Auffahren auf die Schutthalde des Szenarios 1 abgebaut wird.

Der Sturzprozess von Szenario 3 wird wie bereits erwähnt durch die unterhalb der Abbruchflanke abgelagerten Großblöcke aus Szenario 0 gebremst und erreicht deswegen eine sehr geringe Reichweite. Einzelne Blöcke lagern sich auf einer Höhe von 1065 *m NN* ab, die Hauptmasse kommt auf einer Höhe von 1090 *m NN* zum Stillstand (siehe Abbildung 9.47). Wie man in Abbildung 9.51 sieht beträgt der Fahrböschungswinkel 31,6°. Beim Sturzprozess wird nach etwa 3 Sekunden eine Maximalgeschwindigkeit von 4,9 *m/s* erreicht. Durch die bestehende Schutthalde und die Großblöcke von Szenario 0 wird die Sturzmasse stark abgebremst und erreicht ihre Endlage nach ca. 20 Sekunden (siehe Abbildung 9.57). Auch die maximale kinetische Energie liegt deutlich untern jener der vorhergehenden Szenarien und

erreicht einen Höchstwert von $5,3 \cdot 10^5$ kJ. Der Anteil der Rotationsenergie liegt bei etwa 83 %, jener der Rotationsenergie bei 17 %. Auffallend ist der sprunghafte Verlauf der Energielinie, welcher unter anderem durch die erwähnte Schutthalde von Szenario 0 hervorgerufen wird (siehe Abbildung 9.58).

Das Sturzmaterial von Szenario 4 lagert sich wie bei der BGV 1 zum größten Teil auf einer Höhe von 1040 m NN ab. Durch die hohe kinetische Energie werden die Ablagerungen aus den vorhergehenden Szenarien talwärts geschoben und teilweise vom Szenario 4 überströmt. Die Maximalenergie von $1,4 \cdot 10^7$ kN setzt sich zu 90 % aus Translations- und zu 10 % aus Rotationsenergie zusammen (siehe Abbildung 9.60). An der orografisch linken Seite des Roten Kögeles, breiten sich die Ablagerungen bis auf eine Höhe von 1025 m NN aus und erreichen eine Mächtigkeit von etwa 10,5 Metern. Der Fahrböschungswinkel in diesem Bereich beträgt $27,0^\circ$. Im orografisch rechten Bereich kann man wiederum gut erkennen, dass die Sturzmasse durch die Ablagerungen aus Szenario 0 und Szenario 3 stark gebremst wird. Hier breitet sich der Schuttkegel bis auf eine Höhe von 1080 m NN aus. Vergleicht man die endgültigen Ablagerungen der zwei Blockgrößenverteilungen (siehe Abbildung 9.22 und Abbildung 9.48), so werden bis auf einzelne ausreißende Sturzblöcke sehr gute Übereinstimmungen erzielt. Die Maximalgeschwindigkeit von Szenario 4 mit der BGV 2 liegt bei 11,9 m/s und wird nach etwa 10 Sekunden erreicht. Der Großteil der Sturzmasse befindet sich nach ca. 32 Sekunden in Ruhelage (siehe Abbildung 9.59).

10 Interpretation und Ausblick

Während die Parameter bei bisher durchgeführten Simulationen anhand von Einzelblockereignissen ermittelt wurden, erfolgte die Rückrechnung der Reibungswinkel, Rollwiderstände und kritischen Dämpfungsverhältnisse in diesem Fall mittels eines Felsmassensturzes aus dem Jahre 1985. Durch die Rückrechnung dieses Szenarios mit den bekannten Ablagerungsflächen wurden die Parameter für die 4 gefährdeten Bereiche (Szenario 1-4) festgelegt. Überlagert man die Endlage von Szenario 0 mit dem Orthofoto (siehe Abbildung 8.7 und Abbildung 8.21), so kann man die guten Übereinstimmungen mit der bestehenden Schutthalde erkennen. Dort, wo die Großblöcke in der Natur abgelagert wurden, können auch bei der PFC-Rechnung die größten Mächtigkeiten der Sturzmasse festgestellt werden.

Die Modellierung aller Szenarien erfolgte mit zwei verschiedenen Blockgrößenverteilungen, wobei mit BGV 1 ($d = 1,0\text{--}4,0\text{ m}$) gegenüber BGV 2 ($d = 0,5\text{--}5,0\text{ m}$) etwa die doppelte Ballanzahl erzeugt wurde. Je nach Blockgrößenverteilung mussten unterschiedliche Parameter gewählt werden, die sich aus der Rückrechnung von Szenario 0 ergaben. Der Vergleich dieser Parameter erfolgte in Kapitel 8.5.

Die Ablagerungsflächen sowie die Geschwindigkeitsverläufe und Energielinien der Gesamtmasse beider Blockgrößenverteilungen sind mehr oder weniger identisch (siehe Tabelle 8.1). Dies ist auf die richtige Anpassung der Parameter zurückzuführen. Lediglich die Verläufe der maximalen Geschwindigkeit und kinetischen Energie einzelner Bälle des Ensembles weichen voneinander ab. Dies ist aber durchaus realistisch, da diese Verläufe vor allem vom größten Blockdurchmesser abhängen und die Parameter an den mittleren Blockdurchmesser der Verteilung angepasst werden müssen.

	<i>Szenario 1</i>		<i>Szenario 2</i>		<i>Szenario 3</i>		<i>Szenario 4</i>	
	<i>BGV 1</i>	<i>BGV 2</i>						
Abbruchvolumen [m^3]	44.985		46.660		32.500		134.601	
Fahrböschung [$^\circ$]	28,1	27,4	29,7	30,2	32,8	31,6	28,9	27,0
v_{\max} [m/s]	8,2	8,4	10,6	11,0	4,5	4,9	11,2	11,9
$E_{\text{kin,max}}$ [kJ]	$2,54 \cdot 10^6$ (100 %)	$2,46 \cdot 10^6$ (100 %)	$2,98 \cdot 10^6$ (100 %)	$3,09 \cdot 10^6$ (100 %)	$0,50 \cdot 10^6$ (100 %)	$0,53 \cdot 10^6$ (100 %)	$13,3 \cdot 10^6$ (100 %)	$13,8 \cdot 10^6$ (100 %)
$E_{\text{tran,max}}$ [kJ]	$2,24 \cdot 10^6$ (88 %)	$2,12 \cdot 10^6$ (86 %)	$2,67 \cdot 10^6$ (90 %)	$2,66 \cdot 10^6$ (86 %)	$0,43 \cdot 10^6$ (86 %)	$0,43 \cdot 10^6$ (83 %)	$12,3 \cdot 10^6$ (93 %)	$12,5 \cdot 10^6$ (90 %)
$E_{\text{rot,max}}$ [kJ]	$0,31 \cdot 10^6$ (12 %)	$0,35 \cdot 10^6$ (14 %)	$0,34 \cdot 10^6$ (10 %)	$0,34 \cdot 10^6$ (14 %)	$0,76 \cdot 10^6$ (14 %)	$0,76 \cdot 10^6$ (17 %)	$1,00 \cdot 10^6$ (7 %)	$1,40 \cdot 10^6$ (10 %)

Tabelle 10.1: Zusammenfassung der Ergebnisse von Szenario 1-4 mit BGV1 und BGV 2

Betrachtet man die prozentuellen Anteile der Translations- und der Rotationsenergie an der Gesamtenergie, so kann man feststellen, dass der Anteil der Rotationsenergie sehr gering ist (zwischen 7 und 17 %). Im Vergleich dazu beträgt der Anteil der Rotationsenergie bei reinem Rollen 28,6 % (siehe Kapitel 2.2.1.3). Der geringere Rotationsanteil bei den Sturzprozessen ist darauf zurückzuführen, dass es nur selten zu reinem Rollen kommt und sich meistens eine Mischbewegung aus Rollen, Gleiten und Springen einstellt. Je gleichmäßiger der Untergrund ist, auf dem sich die Sturzmasse zu Tal bewegt, umso niedriger wird der Anteil der Rotationsenergie. Die Felsmasse von Szenario 4 bewegt sich auf den Gleitflächen von Szenario 1 und 2 welche einen sehr gleichmäßigen Verlauf aufweisen, deshalb sinkt der Anteil der Rotationsenergie auf bis zu 7 bzw. 10 %. Ein weiterer Grund für den geringen Rotationsanteil ist die höhere Masse und damit höhere Partikelzahl von Szenario 4. Im Gegensatz dazu weist Szenario 3 mit 14 bzw. 17 % den höchsten Anteil an Rotationsenergie auf. Dies liegt an der unregelmäßigen Sturzbahn, die über die Schutthalde von Szenario 0 führt.

Vergleicht man die Energieanteile der beiden Blockgrößenverteilungen miteinander, so erkennt man, dass der Anteil der Rotationsenergie bei der BGV 2 größer ist. D.h. je geringer die Partikelanzahl, umso mehr Einfluss hat das Rollen. Das Strömen von Felsmassen (HEIM, 1932) kann jedoch mit einer größeren Zahl kleiner Partikel besser modelliert werden (BGV 1). Als Indikator für das Strömen kann der Anteil der Rotationsenergie herangezogen werden. Umso geringer der Anteil an Rotationsenergie ist, umso mehr „strömt“ die Felsmasse.

Betrachtet man die Endlagen von Szenario 1-4 (siehe Abbildung 9.22 und Abbildung 9.48), so kann man erkennen, dass die Abbruchmasse vor allem im nördlichen Bereich des Bearbeitungsgebietes (unterhalb der Abbruchstelle von Szenario 1 und 2) eine hohe Reichweite erzielt. Die bestehende Straße wird auf einer Länge von 150 Metern verschüttet, wobei die Mächtigkeit des Ablagerungsmaterials auf bis zu 15 Meter geschätzt werden kann. Die Schutthalde erstreckt sich bis 100 Meter unterhalb der Straße.

Im südlichen Bereich des Roten Kögeles, unterhalb der Abbruchstelle von Szenario 3, verhindern bereits abgelagerte Großblöcke von Szenario 0, dass sich die Sturzmasse weiter ausbreiten kann, sie kommt etwa 60 Meter oberhalb der Straße zum Stillstand. Vor allem der große Felsblock unterhalb der Abbruchflanke von Szenario 3 bremst die Sturzmasse von Szenario 3 und 4 und wird von dieser auf beiden Seiten umströmt. Dadurch wird ein großer Anteil der kinetischen Energie abgebaut.

Da es nicht möglich ist, den potentiellen Massenbewegungen mit Schutzbauten entgegenzuwirken, bietet sich eine Verlegung der Straße an. Weiters ist es wichtig, das Gebiet

unter Beobachtung zu halten, weil sich Felsmassenstürze meist durch erhöhten Steinschlag oder erhöhte kinematische Aktivität ankündigen. Dadurch ist es möglich, ein Ereignis vorherzusehen und gegebenenfalls passive Schutzmaßnahmen wie z. B. das Sperren der Straße und der umliegenden Wanderwege anzuordnen.

Die Ergebnisse der simulierten Felsmassenstürze zeigen, dass PFC eine geeignete Methode ist, solche Ereignisse zu modellieren. Durch die Untersuchung des Felsmassensturzes aus dem Jahre 1985 war es möglich, die Parameter für potentielle, zukünftige Felsmassenstürze zu kalibrieren. Da die Geschwindigkeiten bei den untersuchten Felsmassenstürzen eher gering sind, haben die Dämpfungsparameter keinen so hohen Einfluss, wie bei vergleichbaren Felsmassenstürzen mit höheren Geschwindigkeiten. Deshalb wurden zwischen den einzelnen Parametervariationen nur die Rollwiderstände verändert.

Für zukünftige Simulationen wäre eine Verfeinerung des Oberflächennetzes anzustreben, durch welche Geländeunebenheiten besser dargestellt werden können und damit mehr Einfluss auf die Berechnung nehmen. Da dies jedoch zu einer wesentlichen Erhöhung der Rechenzeit führt, muss die Steigerung der Rechengeschwindigkeiten, durch Entwicklung von Hard- und Software, abgewartet werden. Eine weitere Verbesserungsmöglichkeit, welche zurzeit ebenfalls an den Rechnerkapazitäten scheitert, wäre die Modellierung der Sturzmasse mit Clustern bzw. Clumps. Durch deren Verwendung könnte die unregelmäßige, kantige Form von Sturzblöcken und das Zerschneiden derselben berücksichtigt werden. Bei der Verwendung gleicher Untergrundparameter erzielen kugelförmige Partikel eine höhere Geschwindigkeit und kinetische Energie als kantige. Durch die Rückrechnung werden diese Fehler jedoch kompensiert, da die Parameter an die angegebene Ablagerungsposition angepasst werden.

11 Zusammenfassung

Massenbewegungen gehören in Gebirgsregionen zum natürlichen morphologischen Prozessgeschehen. In Überschneidung mit der anthropogenen Raumnutzung stellen sie eine Gefahr für Personen sowie Gebäude und Infrastruktur dar (ZISCHG ET AL., 2007). Es ist wichtig, dass man Gefahren früh genug erkennt, beobachtet und dokumentiert. Anschließend werden über Modellversuche oder Vergleichsfälle Wahrscheinlichkeit und Stärke möglicher Ereignisse beurteilt und schließlich die nötigen Maßnahmen geklärt.

Die Entstehung von Massenbewegungen ist sehr komplex und beruht selten auf nur einer Ursache. Geologische Verhältnisse, Relief und Exposition sind grundlegende Parameter, welche die Grunddisposition zu Hanginstabilitäten bestimmen (LATELTIN, 1997). Vor allem die Eiszeiten hatten einen hohen Einfluss auf die heute stattfindenden Massenbewegungen. Die Alpentäler wurden durch verschiedene Gletschervorstöße trogförmig ausgeschliffen und nach dem Zurückschmelzen des stützenden Eises blieben meist übersteilte und instabile Talflanken zurück.

Die Gemeinde Hallstatt liegt im südlichen Teil Oberösterreichs, 50 km südöstlich von Salzburg, direkt am Hallstätter See. Die gefährdete Zone um das Rote Kögele befindet sich westlich von Hallstatt im Bereich des Hallstätter Salzberges und ist Teil des orografischen Einzugsgebietes des Mühlbaches. Aus geologischer Sicht befindet sich das Bearbeitungsgebiet im mittleren Abschnitt der Nördlichen Kalkalpen. Im untersuchten Bereich lagern kompetente Karbonate der Hallstätter Fazies auf einer inkompetenten Unterlage, die von der Haselgebirge-Formation gebildet wird. Zudem existieren aufgrund des seit über 2000 Jahren anhaltenden Salzabbaues Untertage große Hohlräume. Durch die Auflast der spröden Deckplatte kommt es zu einer Deformation der plastisch duktilen Unterlage. Dies führt zum Ausquetschen bzw. Ausfließen des weichen Sockelmaterials und zum Zerschneiden und Abgleiten der spröden, karbonatischen Blöcke (System „Hart auf Weich“, POISEL & EPPENSTEINER (1988, 1989)). Aufgrund dessen ereignete sich im Dezember 1985 ein Felssturz mit einer Kubatur von 25.000 m³, dem bereits 4 Jahre zuvor ein kleinerer Felssturz (800 m³) voranging. Beide Ereignisse führten zur Zerstörung der darunter liegenden Straße, welche die einzige Zufahrtsmöglichkeit zum Hallstätter Salzberg darstellt. Die großen Halden aus jungen Steinschlag- und Felssturzmaterial zeugen von der anhaltenden Bewegung.

Ziel dieser Arbeit war die Ermittlung des Gefährdungspotentials zukünftiger Felsmassenstürze. Zu diesem Zweck wurde vom Salzburger Unternehmen ALP-INFRA eine digitale Geländeaufnahme, sowie eine geologisch-geomorphologische Kartierung mit Schwerpunkt im Bereich der Strukturgeologie durchgeführt. Aufgrund dieser Ergebnisse erfolgte die Festlegung der möglichen Abbruchgebiete zukünftiger Felsmassenstürze (Szenario 1-4) und Darstellung derselben in einem 3D-Flächenmodell (ALP-INFRA). Das Sturzvolumen der 4 Abbruchszenarien beläuft sich auf etwa 260.000 m^3 .

Für die numerische Untersuchung der Felsmassenstürze wurde das diskontinuumsmechanische Programm PFC^{3D} (Particle Flow Code in 3 Dimensions) der ITASCA CONSULTING GROUP verwendet, welches auf der Methode der distinkten Elemente basiert. Ein PFC^{3D}-Modell besteht aus zweidimensionalen Wandelementen, welche bei Massenstürzen den nicht bewegten Untergrund darstellen, sowie aus kugelförmigen Partikeln, mit welchen die Sturzmasse modelliert wird. Die Partikel können beliebig angeordnet und zu Einheiten verbunden werden. Die definierten Bindungen können bei Überschreitung ihrer Festigkeit wieder brechen.

Mit PFC können sowohl die Interaktionen der Partikel mit der Geländeoberfläche, also die Bewegungsarten Fallen, Springen, Rollen und Gleiten, als auch die gegenseitige Beeinflussung der Partikel modelliert werden (PREH & POISEL, 2007). Aufgrund dieser Vorteile gegenüber Kontinuumsverfahren wird diese Methode zunehmend auf dem Gebiet der Geowissenschaften eingesetzt. Für eine realistische Modellierung eines Felsmassensturzes waren jedoch einige Adaptierungen des Berechnungsablaufes notwendig. Diese Adaptionen wurden über eine in PFC implementierte Programmiersprache (FISH) umgesetzt. Dadurch konnten bestehende Kontakt- und Dämpfungsmodelle modifiziert und an die Anforderungen für Felsmassenstürze angepasst werden. Die wichtigen Anpassungen waren die Einführung eines viskosen (geschwindigkeitsproportionalen) Dämpfungsmodells sowie eines Rollwiderstandes, der die Geschwindigkeit der Partikel über die Einsinktiefe in den Untergrund steuert.

Zur Festlegung der Parameter (Reibungskoeffizient, Rollwiderstand und kritisches Dämpfungsverhältnis) wurde der Felssturz aus dem Jahre 1985 rückgerechnet (Szenario 0). Durch die entsprechende Rückführung des Ereignisses in die Ausgangsposition (ALP-INFRA) und die angegebenen Endpositionen der Sturzmasse, konnten die erforderlichen Einflussgrößen über verschiedene Parameterstudien ermittelt werden. Diese Parameter wurden für die Berechnung von Szenario 1-4 herangezogen.

Die Anpassung der von ALP-INFRA erhaltenen 3D-Abbruchmodelle erfolgte mit AUTODESK LAND DESKTOP. Für jedes Szenario wurde eine Abbruch- und Deckfläche erstellt, innerhalb welcher die Partikel mit PFC erzeugt werden konnten. Weiters wurde der Untergrund durch Überlagerung mit den Orthofotos des BUNDESMINISTERIUMS FÜR LAND- UND FORSTWIRTSCHAFT, UMWELT UND WASSERWIRTSCHAFT (BMLFUW/LFRZ, 2007) in Bereiche mit gleichen Eigenschaften unterteilt. Diesen Homogenbereichen wurden in der PFC-Rechnung unterschiedliche Parameter zugewiesen.

Die Generierung des endgültigen Geländemodells sowie der Abbruchmasse erfolgte mit PFC. Zur Erstellung der Sturzmasse wurden zwei Blockgrößenverteilungen gewählt. Diese wurden an die vorhandene Blockgrößenverteilung, welche von ALP-INFRA aus der Schutthalde der vergangenen Sturzprozesse ermittelt wurde, angepasst. Da die gesamten Berechnungen mit beiden Blockgrößenverteilungen durchgeführt wurden, ergab sich eine gute Vergleichbarkeit, wobei sich herausstellte, dass bei richtiger Parameterwahl für beide Verteilungen annähernd gleiche Ergebnisse erzielt werden.

Mit dem erstellten Modell (Gelände mit Sturzmassen) wurde der Sturzprozess simuliert. Dabei wurde jedes Szenario bis zur Ruhelage gerechnet und erst dann das jeweils folgende zum Absturz gebracht. Zur Veranschaulichung wurden für die einzelnen Sturzprozesse Videos erstellt und die Geschwindigkeits- und Energieverläufe über die gesamte Zeit aufgezeichnet. Durch Überlagerung der Endlagen mit dem Orthofoto erhält man eine gute Vorstellung des Ausmaßes der verschiedenen Felsmassenstürze.

Die Sturzmasse von Szenario 1-4 erreicht im nördlichen Bereich des Bearbeitungsgebietes eine hohe Reichweite. Die bestehende Straße wird auf einer Länge von 150 Metern verschüttet, wobei die Mächtigkeit des Ablagerungsmaterials auf bis zu 15 Meter geschätzt werden kann. Die Schutthalde erstreckt sich bis 100 Meter unterhalb der Straße. Im südlichen Bereich des Roten Kögeles verhindern die abgelagerten Großblöcke des Felsmassensturzes aus dem Jahre 1985, dass sich die Sturzmasse weiter ausbreiten kann, sie kommt etwa 60 Meter oberhalb der Straße zum Stillstand.

Da es nicht möglich ist, den potentiellen Massenbewegungen mit Schutzbauten entgegenzuwirken, bietet sich eine Verlegung der Straße an. Weiters ist es wichtig, das Gebiet unter Beobachtung zu halten, weil sich Felsmassenstürze meist durch erhöhten Steinschlag oder erhöhte kinematische Aktivität ankündigen. Dadurch ist es möglich, ein Ereignis vorherzusehen und gegebenenfalls passive Schutzmaßnahmen wie z. B. das Sperren der Straße und der umliegenden Wanderwege anzuordnen.

12 Verzeichnisse

12.1 Abbildungsverzeichnis

Abbildung 2.1: Grundtypen von Massenbewegungen gemäß dem Multilingual Landslide Glossary (LATELTIN, 1997 und FEUERBACH, 2007)	5
Abbildung 2.2: Versagensmechanismus von Talflanken und Felsböschungen und ihre mechanischen Modelle, Teil 1 (POISEL & PREH, 2004).....	6
Abbildung 2.3: Versagensmechanismus von Talflanken und Felsböschungen und ihre mechanischen Modelle, Teil 2 (POISEL & PREH, 2004).....	7
Abbildung 2.4: Teilbereiche eines Sturzprozesses (nach HEIM, 1932).....	8
Abbildung 2.5: Bergsturz von Randa im Kanton Wallis in der Schweiz, 1991 (SCHÜPBACH, 2007).....	10
Abbildung 2.6: Grafische Darstellung des Bewegungsmechanismus Springen (nach MEISSL, 1998).....	13
Abbildung 2.7: Grafische Darstellung des Bewegungsmechanismus Rollen	14
Abbildung 2.8: Grafische Darstellung der Kräfte während des Rollens	15
Abbildung 2.9: Grafische Darstellung des Bewegungsmechanismus Gleiten	17
Abbildung 2.10: Darstellung des geometrischen Gefälles, des Schattenwinkels und der Fahrböschung in Grundriss und Profil (nach MEISSL, 1998)	20
Abbildung 3.1: Beispiel eines Kontaktmodells für die Diskrete-Elemente-Methode. Feder (elastisches Kraft-Verformungsgesetz), Dämpfer (viskoses Dämpfungsgesetz), Reibelement (Coulombsche Reibung), Meniskus (pendulare Flüssigkeitsbrücke) (GRÖGER, TÜZÜN & HEYES, 2003)	24
Abbildung 3.2: Berechnungszyklus in PFC (nach ITASCA, 2005).....	25
Abbildung 3.3: Schematische Darstellung eines Ball-Ball-Kontaktes (ITASCA, 2005).....	26
Abbildung 3.4: Schematische Darstellung eines Ball-Wand-Kontaktes (ITASCA, 2005).....	27

Abbildung 3.5: Festlegung der Richtung des Normalvektors n_i bei einem Ball-Wand-Kontakt (ITASCA, 2005).....	28
Abbildung 3.6: Schematische Darstellung des Steifigkeitsmodells (nach HAINBÜCHER, 2001)	31
Abbildung 3.7: Schematische Darstellung der Kontaktbindung (PREH, 2004)	34
Abbildung 3.8: Schematische Darstellung der konstitutiven Beziehungen für die Kontaktbindung; links: Normalkomponente der Kontaktkraft; rechts Scherkomponente der Kontaktkraft (ITASCA, 2005).....	35
Abbildung 3.9: Schematische Darstellung der Parallelbindung mit dem zementartigen Bindungsmaterial (ITASCA, 2005).....	36
Abbildung 3.10: Einmassenschwinger (nach ITASCA, 2005)	40
Abbildung 3.11: System einer unendlichen Serie von Punktmassen – Mehrmassenschwinger (nach ITASCA, 2005)	40
Abbildung 3.12: Interaktion des viskosen Dämpfungsmodells mit dem linearen Kontaktmodell (nach ITASCA,2005)	44
Abbildung 3.13: Zusammenhang zwischen kritischem Dämpfungsverhältnis und Restitutionskoeffizienten (ITASCA, 2005).....	45
Abbildung 4.1: Verformungen während des Abrollens und Verteilung der Kontaktkräfte (PREH & POISEL, 2007)	48
Abbildung 4.2: Ersatzkräfte zur Berechnung des Rollwiderstandes (PREH & POISEL, 2007) ..	48
Abbildung 5.1: Darstellung der Lage von Hallstatt auf der Österreichkarte.....	55
Abbildung 5.2: Übersichtsplan mit Markierung des Bearbeitungsgebietes (BMLFUW/LFRZ, 2007, für alle weiteren orthografischen Luftbilder gilt dasselbe)	56
Abbildung 5.3: Bearbeitungsgebiet mit Höhenschichtenlinien.....	56
Abbildung 6.1: Geologische Übersichtskarte von Österreich (nach GEOLOGISCHE BUNDESANSTALT ÖSTERREICH, 2007)	57

Abbildung 6.2: Geologische Übersichtskarte von Hallstatt mit Profilschnitten durch das Beobachtungsgebiet (nach ALP-INFRA, 2007 und GEOLOGISCHE BUNDESANSTALT ÖSTERREICH, 2007).....	58
Abbildung 6.3: Schematisches PFC-Modell des Versagensmechanismus „Hart auf Weich“ (PREH, 2004).....	59
Abbildung 6.4: Blick auf die Abbruchflächen mit Kennzeichnung der einzelnen Szenarien nach ALP-INFRA; Blickrichtung: Nordwesten (Aufnahme: EHRET August 2002).....	60
Abbildung 6.5: Blick vom Roten Kögele auf die ca. 25.000 m ³ große Felssturzmasse von 1985 (Aufnahme: Juli 2007).....	61
Abbildung 7.1: Axonometrische Darstellung der Höhenschichtenlinien sowie der rot markierten Rasterpunkte (7,5 x 7,5 m).....	63
Abbildung 7.2: Schematischer Schnitt durch die gelieferten 3D-Flächen; Veranschaulichung anhand der Beispielszenarien a und b.....	64
Abbildung 7.3: Schematischer Schnitt durch die erstellten 3D-Flächen; Veranschaulichung anhand der Beispielszenarien a und b.....	64
Abbildung 7.4: Trianguliertes 3D-Flächenmodell mit den Bereichen verschiedener Untergrundeigenschaften.....	65
Abbildung 7.5: 3D-Rendering von Szenario 0 (Ansicht aus Nord-Ost).....	66
Abbildung 7.6: 3D-Rendering von Szenario 1-4 (Ansicht aus Nord-Ost).....	66
Abbildung 7.7: Ablauf der Modellierung des Geländes.....	67
Abbildung 7.8: Aus dem Hangschutt ermittelte Blockgrößenverteilung (nach ALP-INFRA, 2007), sowie gewählte Verteilungen für die PFC-Rechnungen.....	69
Abbildung 7.9: Ablauf der Generierung der Sturzmasse und der Erstellung des Gesamtmodells von Szenario 0.....	70
Abbildung 7.10: Ablauf der Generierung der Sturzmasse und der Erstellung des Gesamtmodells von Szenario 1-4.....	71

Abbildung 8.1: Übersichtsplan mit der zugehörigen Ablagerungsfläche, Szenario 0.....	72
Abbildung 8.2: Übersichtsplan Szenario 0 mit prognostizierter Ablagerungsfläche sowie Angabe der Ablagerungshöhen in Metern (nach ALP-INFRA, 2007)	73
Abbildung 8.3: Schnitt 1-1, Szenario 0	74
Abbildung 8.4: Schnitt 2-2, Szenario 0	74
Abbildung 8.5: Ansicht aus Nord-Ost, Ausgangslage Szenario 0, BGV 1	75
Abbildung 8.6: Draufsicht, Ausgangslage Szenario 0, BGV 1	75
Abbildung 8.7: Überlagerung der Endlage mit dem Orthofoto, sowie Kennzeichnung der prognostizierten Ablagerungsfläche, Szenario 0, BGV 1 – Fall 1	78
Abbildung 8.8: Ansicht aus Nord-Ost, Endlage Szenario 0, BGV 1 – Fall 2	78
Abbildung 8.9: Überlagerung der Endlage mit dem Orthofoto, sowie Kennzeichnung der prognostizierten Ablagerungsfläche, Szenario 0, BGV 1 – Fall 2	79
Abbildung 8.10: Schnitt 9-9 mit Kennzeichnung des Fahrböschungswinkels sowie der Mächtigkeit des Ablagerungsmaterials, Szenario 0, BGV 1 – Fall 2.....	80
Abbildung 8.11: Verlauf der mittleren Geschwindigkeit und Winkelgeschwindigkeit der Gesamtmasse über die Zeit, Szenario 0, BGV 1 – Fall 2	81
Abbildung 8.12: Verlauf der maximalen Geschwindigkeit des jeweils schnellsten Balles des Gesamtensembles über die Zeit, Szenario 0, BGV 1 – Fall 2	81
Abbildung 8.13: Verlauf der kinetischen Energie sowie der Translations- und Rotationsenergie der Sturzmasse über die Zeit, Szenario 0, BGV 1 – Fall 2.....	82
Abbildung 8.14: Verlauf der maximalen kinetischen Energie eines Balles des Gesamtensembles über die Zeit, Szenario 0, BGV 1 – Fall 2	82
Abbildung 8.15: Ansicht aus Nord-Ost, Ausgangslage Szenario 0, BGV 2	84
Abbildung 8.16: Draufsicht, Ausgangslage Szenario 0, BGV 2	84

Abbildung 8.17: Überlagerung der Endlage mit dem Orthofoto, sowie Kennzeichnung der prognostizierten Ablagerungsfläche, Szenario 0, BGV 2 – Fall 11	87
Abbildung 8.18: Überlagerung der Endlage mit dem Orthofoto, sowie Kennzeichnung der prognostizierten Ablagerungsfläche, Szenario 0, BGV 2 – Fall 12	87
Abbildung 8.19: Überlagerung der Endlage mit dem Orthofoto, sowie Kennzeichnung der prognostizierten Ablagerungsfläche, Szenario 0, BGV 2 – Fall 13	88
Abbildung 8.20: Ansicht aus Nord-Ost, Endlage Szenario 0, BGV 2 – Fall 14	88
Abbildung 8.21: Überlagerung der Endlage mit dem Orthofoto, sowie Kennzeichnung der prognostizierten Ablagerungsfläche, Szenario 0, BGV 2 – Fall 14	89
Abbildung 8.22: Schnitt 10-10 mit Kennzeichnung des Fahrböschungswinkels sowie der Mächtigkeit des Ablagerungsmaterials, Szenario 0, BGV 2 – Fall 14.....	90
Abbildung 8.23: Verlauf der mittleren Geschwindigkeit und Winkelgeschwindigkeit der Gesamtmasse über die Zeit, Szenario 0, BGV 2 – Fall 14	91
Abbildung 8.24: Verlauf der kinetischen Energie sowie der Translations- und Rotationsenergie der Sturzmasse über die Zeit, Szenario 0, BGV 2 – Fall 14.....	91
Abbildung 9.1: Übersichtsplan mit der im Folgenden ermittelten Ablagerungsfläche, Szenario 1-4.....	95
Abbildung 9.2: Übersichtsplan Szenario 1-4 mit den gekennzeichneten Schnitten 3-8	96
Abbildung 9.3: Schnitt 3-3, Szenario 1-4.....	97
Abbildung 9.4: Schnitt 4-4, Szenario 1-4.....	97
Abbildung 9.5: Schnitt 5-5, Szenario 1-4.....	98
Abbildung 9.6: Schnitt 6-6, Szenario 1-4.....	98
Abbildung 9.7: Schnitt 7-7, Szenario 1-4.....	99
Abbildung 9.8: Schnitt 8-8, Szenario 1-4.....	99
Abbildung 9.9: Ansicht aus Nord-Ost, Ausgangslage Szenario 1-4, BGV 1.....	100

Abbildung 9.10: Draufsicht, Ausgangslage Szenario 1-4, BGV 1	100
Abbildung 9.11: Ansicht aus Nord-Ost, Endlage Szenario 1, BGV 1	102
Abbildung 9.12: Draufsicht, Endlage Szenario 1, BGV 1	102
Abbildung 9.13: Ansicht aus Nord-Ost, Endlage Szenario 2, BGV 1	103
Abbildung 9.14: Draufsicht, Endlage Szenario 2, BGV 1	103
Abbildung 9.15: Ansicht aus Nord-Ost, Endlage Szenario 3, BGV 1	104
Abbildung 9.16: Draufsicht, Endlage Szenario 3, BGV 1	104
Abbildung 9.17: Ansicht aus Nord-Ost, Endlage Szenario 4, BGV 1	105
Abbildung 9.18: Draufsicht, Endlage Szenario 4, BGV 1	105
Abbildung 9.19: Überlagerung der Endlage mit dem Orthofoto, Szenario 1, BGV 1	106
Abbildung 9.20: Überlagerung der Endlage mit dem Orthofoto, Szenario 2, BGV 1	107
Abbildung 9.21: Überlagerung der Endlage mit dem Orthofoto, Szenario 3, BGV 1	108
Abbildung 9.22: Überlagerung der Endlage mit dem Orthofoto, Szenario 4, BGV 1	109
Abbildung 9.23: Schnitt 11-11 mit Kennzeichnung des Fahrböschungswinkels sowie der Mächtigkeit des Ablagerungsmaterials, Szenario 1, BGV 1	110
Abbildung 9.24: Schnitt 12-12 mit Kennzeichnung des Fahrböschungswinkels sowie der Mächtigkeit des Ablagerungsmaterials, Szenario 2, BGV 1	110
Abbildung 9.25: Schnitt 13-13 mit Kennzeichnung des Fahrböschungswinkels sowie der Mächtigkeit des Ablagerungsmaterials, Szenario 3, BGV 1	111
Abbildung 9.26: Schnitt 14-14 mit Kennzeichnung des Fahrböschungswinkels sowie der Mächtigkeit des Ablagerungsmaterials, Szenario 4, BGV 1	111
Abbildung 9.27: Verlauf der mittleren Geschwindigkeit und Winkelgeschwindigkeit der Gesamtmasse über die Zeit, Szenario 1, BGV 1	112

Abbildung 9.28: Verlauf der kinetischen Energie sowie der Translations- und Rotationsenergie der Sturzmasse über die Zeit, Szenario 1, BGV 1.....	112
Abbildung 9.29: Verlauf der mittleren Geschwindigkeit und Winkelgeschwindigkeit der Gesamtmasse über die Zeit, Szenario 2, BGV 1	113
Abbildung 9.30: Verlauf der kinetischen Energie sowie der Translations- und Rotationsenergie der Sturzmasse über die Zeit, Szenario 2, BGV 1.....	113
Abbildung 9.31: Verlauf der mittleren Geschwindigkeit und Winkelgeschwindigkeit der Gesamtmasse über die Zeit, Szenario 3, BGV 1	114
Abbildung 9.32: Verlauf der kinetischen Energie sowie der Translations- und Rotationsenergie der Sturzmasse über die Zeit, Szenario 3, BGV 1.....	114
Abbildung 9.33: Verlauf der mittleren Geschwindigkeit und Winkelgeschwindigkeit der Gesamtmasse über die Zeit, Szenario 4, BGV 1	115
Abbildung 9.34: Verlauf der kinetischen Energie sowie der Translations- und Rotationsenergie der Sturzmasse über die Zeit, Szenario 4, BGV 1.....	115
Abbildung 9.35: Ansicht aus Nord-Ost, Ausgangslage Szenario 1-4, BGV 2.....	118
Abbildung 9.36: Draufsicht, Ausgangslage Szenario 1-4, BGV 2.....	119
Abbildung 9.37: Ansicht aus Nord-Ost, Endlage Szenario 1, BGV 2	121
Abbildung 9.38: Draufsicht, Endlage Szenario 1, BGV 2	121
Abbildung 9.39: Ansicht aus Nord-Ost, Endlage Szenario 2, BGV 2	122
Abbildung 9.40: Draufsicht, Endlage Szenario 2, BGV 2	122
Abbildung 9.41: Ansicht aus Nord-Ost, Endlage Szenario 3, BGV 2	123
Abbildung 9.42: Draufsicht, Endlage Szenario 3, BGV 2	123
Abbildung 9.43: Ansicht aus Nord-Ost, Endlage Szenario 4, BGV 2	124
Abbildung 9.44: Draufsicht, Endlage Szenario 4, BGV 2	124

Abbildung 9.45: Überlagerung der Endlage mit dem Orthofoto, Szenario 1, BGV 2	125
Abbildung 9.46: Überlagerung der Endlage mit dem Orthofoto, Szenario 2, BGV 2	126
Abbildung 9.47: Überlagerung der Endlage mit dem Orthofoto, Szenario 3, BGV 2	127
Abbildung 9.48: Überlagerung der Endlage mit dem Orthofoto, Szenario 4, BGV 2	128
Abbildung 9.49: Schnitt 15-15 mit Kennzeichnung des Fahrböschungswinkels sowie der Mächtigkeit des Ablagerungsmaterials, Szenario 1, BGV 2	129
Abbildung 9.50: Schnitt 16-16 mit Kennzeichnung des Fahrböschungswinkels sowie der Mächtigkeit des Ablagerungsmaterials, Szenario 2, BGV 2	129
Abbildung 9.51: Schnitt 17-17 mit Kennzeichnung des Fahrböschungswinkels sowie der Mächtigkeit des Ablagerungsmaterials, Szenario 3, BGV 2	130
Abbildung 9.52: Schnitt 18-18 mit Kennzeichnung des Fahrböschungswinkels sowie der Mächtigkeit des Ablagerungsmaterials, Szenario 4, BGV 2	130
Abbildung 9.53: Verlauf der mittleren Geschwindigkeit und Winkelgeschwindigkeit der Gesamtmasse über die Zeit, Szenario 1, BGV 2	131
Abbildung 9.54: Verlauf der kinetischen Energie sowie der Translations- und Rotationsenergie der Sturzmasse über die Zeit, Szenario 1, BGV 2	131
Abbildung 9.55: Verlauf der mittleren Geschwindigkeit und Winkelgeschwindigkeit der Gesamtmasse über die Zeit, Szenario 2, BGV 2	132
Abbildung 9.56: Verlauf der kinetischen Energie sowie der Translations- und Rotationsenergie der Sturzmasse über die Zeit, Szenario 2, BGV 2	132
Abbildung 9.57: Verlauf der mittleren Geschwindigkeit und Winkelgeschwindigkeit der Gesamtmasse über die Zeit, Szenario 3, BGV 2	133
Abbildung 9.58: Verlauf der kinetischen Energie sowie der Translations- und Rotationsenergie der Sturzmasse über die Zeit, Szenario 3, BGV 2	133
Abbildung 9.59: Verlauf der mittleren Geschwindigkeit und Winkelgeschwindigkeit der Gesamtmasse über die Zeit, Szenario 4, BGV 2	134

Abbildung 9.60: Verlauf der kinetischen Energie sowie der Translations- und Rotationsenergie der Sturzmasse über die Zeit, Szenario 4, BGV 2.....	134
---	-----

12.2 Tabellenverzeichnis

Tabelle 8.1: Parameterstudie für Szenario 0, BGV 1	76
Tabelle 8.2: Parameterstudie für Szenario 0, BGV 2	85
Tabelle 8.3: Parametervergleich der einzelnen Untergründe (BGV 1 / BGV 2).....	92
Tabelle 9.1: Parameter zur Generierung der Sturzmasse für Szenario 1-4, BGV 1	101
Tabelle 9.2: Parameter zur Generierung der Sturzmasse für Szenario 1-4, BGV 2	120
Tabelle 10.1: Zusammenfassung der Ergebnisse von Szenario 1-4 mit BGV1 und BGV 2..	137

13 Literatur

- ABELE, G.: *Bergstürze in den Alpen*, Wissenschaftliche Alpenvereinshefte 25, München, 1974
- ALP-INFRA, Consulting & Engineering GmbH, Prasicek, G., *3D-Abbruchmodelle der einzelnen Szenarien*, 2007
- ALP-INFRA, Consulting & Engineering GmbH, Prasicek, G., *Blockgrößenverteilung der Abbruchmasse*, Unveröffentlichter Bericht, 2007
- BATHE, K. J. & WILSON, E. L.: *Numerical Methods in Finite Element Analysis*, Englewood Cliffs: Prentice-Hall, 1976
- BMLFUW/LFRZ: *Digitale orthografische Luftbilder*, Bundesministerium für Land- und Forstwirtschaft, Umwelt und Wasserwirtschaft, 2007
- BOZZOLO, D.: *Ein mathematisches Modell zur Beschreibung der Dynamik von Steinschlag*, Dissertation Nr. 8490 an der ETH Zürich, 1987
- BROILI, L.: *Ein Felssturz im Großversuch*, Rock Mechanics, Suppl. 3, 1974, S. 69-78
- CUNDALL, P. A & HART, R. D.: *Numerical Modelling of Diskontinua*, 1st US Conference on DEM, Eng. Comput., 1992, Nr. 9, S. 101-113
- CUNDALL, P. A.: *A Computer Model for Simulation of Progressive Large Scale Movements in Blocky Rock Systems*, Proceedings of the Symposium of the International Society for Rock Mechanics, Nancy, France, Vol.1, Paper No. II-8, 1971
- CUNDALL, P. A.: *Distinct Element Models of Rock and Soil Structure*, Analytical and Computational Methods in Engineering Rock Mechanics, S. 129-163, E. T. Brown, Ed. London, Allen & Unwin, 1987

- CUNDALL, P.A. & STRACK, O. D. L.: *A discrete numerical model for granular assemblies*. Geotechnique, 1979, Nr. 29, S. 47-65
- EHRET, D., ROHN, J. & MOSER, M.: *Großräumige Massenbewegungen in der Weltkulturerberegion Hallstatt-Dachstein (Oberösterreich)*, 15. Tagung für Ingenieurgeologie in Erlangen, 2005
- EHRET, D.: *Geotechnische Untersuchung und GIS-gestützte Erfassung der Massenbewegungen zwischen Hallstatt und Plassen*, Diplomarbeit an der Universität Karlsruhe, 2002
- EVANS, S. G. & HUNGR, O.: *Engineering evaluations of fragmental rockfall hazards*, Proceedings of the 5th International Symposium on Landslides in Lausanne, Bd. 1, Rotterdam, 1988, S. 685-690
- EVANS, S. G. & HUNGR, O.: *The assessment of rockfall hazard at the base of talus slopes*, Canadian Geotechnical Journal, Vol. 30, 1993, S. 620-636
- FEUERBACH, J.: *Arten von Hangverformungen und deren Ursachen*, www.geo-international.info/Vortrage/altdorf.pdf, 01.10.2007
- FRÜHWIRT, T.: *Numerische Untersuchung von Felsmassenstürzen im Bereich der Großhangbewegung Galgenwald bei Murau mittels PFC^{3D}*, Diplomarbeit an der TU Wien, 2004
- GEOBRUGG: *Wer bei Schutzverbauungen Kompromisse macht, geht unkalkulierbare Risiken ein*, Prospekt des Unternehmens Geobrugg Schutzsysteme, 2007
- GEOLOGISCHE BUNDESANSTALT ÖSTERREICH: *Geologische Übersichtskarte Österreich*, http://www.geologie.ac.at/RockyAustria/geologie_und_landschaft.htm, 08.10.2007
- GEOLOGISCHE BUNDESANSTALT ÖSTERREICH: *Geologische Karte der Dachsteinregion 1:50.000 (mit Profilen)*, <http://www.geologie.ac.at/index>, 08.10.2007

- GERBER, E. & SCHEIDEGGER, A. E.: *On the dynamic of Scree Slopes*, Rock Mechanics 6, 1974, S. 25-38
- GRÖGER, T. TÜZÜN, U. & HEYES, D. M.: *Shearing of wet particle systems – discrete element simulations*, Konietzky H. (Ed.), Numerical Modeling in Micromechanics via Particle Methods, Proceedings of the 1st International PFC Symposium, Gelsenkirchen, Lisse: Balkema, 2003, S. 65-72
- HAINBÜCHER, E.: *Vergleich von analytischen Berechnungsverfahren mit dem Verfahren der Distinkten Element Methode bei geotechnischen Anwendungen*, Diplomarbeit an der Universität Essen, 2001
- HART, R. D.: *An Introduction to Distinct Modelling for Rock Engineering*, Hudson (Ed.), Comprehensive Rock Engineering, Pergamon Press, London, Vol. 2, 1996, S. 245-262
- HEIM, A.: *Bergsturz und Menschenleben*, Zürich, Fretz und Wassermuth, 1932
- ITASCA: PFC^{3D} (*Particle Flow Code in 3 Dimensions*) *User's Guide*, Version 3.1, Itasca Consulting Group, Inc., 2005
- JOHN, K. & SPANG, R. M.: *Steinschläge und Felsstürze – Voraussetzungen – Mechanismen - Sicherung*, UIC – Tagung, Schutz der Bahnanlagen gegen Steinschlag und Felssturz, Kandersteg, 1979
- KIENHOLZ, H., ZEILSTRA, P. & HOLLENSTEIN, K.: *Begriffsdefinitionen zu den Themen: Geomorphologie, Naturgefahren, Forstwesen, Sicherheit, Risiko, Arbeitspapier*, Bundesamt für Umwelt, Wald und Landschaft (BUWAL); Bern, 1998
- KRAUTER, E.: *Phänomenologie natürlicher Böschungen (Hänge) und ihrer Massenbewegungen*, Grundbau-Taschenbuch, Teil 1, 6. Auflage, Berlin, Ernst & Sohn, 2001
- LATELTIN, O.: *Berücksichtigung der Massenbewegungsgefahren bei raumwirksamen Tätigkeiten*, BRP, BWW, BUWAL; Bern, 1997

- LOTTER, M.: *Geotechnische und kinematische Untersuchungen an instabilen Felshängen im alpinen Raum*, Dissertation an der Friedrich-Alexander-Universität Erlangen-Nürnberg, 2001
- MEISSL, G.: *Modellierung der Reichweite von Felsstürzen*, Selbstverlag des Instituts für Geographie der Universität Innsbruck, Innsbruck, 1998
- MERKL, M.: *Geologische und Ingenieurgeologisch Untersuchungen im Wilbachezugsgebiet des Hallstätter Mühlbaches (Oberösterreich)*, Diplomarbeit an der Friedrich-Alexander-Universität Erlangen-Nürnberg, 1989
- MINDLIN, R. D. & DERESIEWICZ, H.: *Elastic Sheres in Contact under Varying Oblique Forces*, J. Appl. Mech., 1953, Nr. 20, S. 327-344
- MOSER, M., LOTTER, M. & MEIER, H.: *Deformationsanalyse felssturzgefährdeter Hangbereiche*, Vortrag beim Geoforum in Umhausen, 2000
- PISTOTNIK, U.: *Fazies und Tektonik der Hallstätter Zone von Bad Ischl – Bad Aussee (Salzkammergut, Österreich)*, Mitteilungen der Geologischen Gesellschaft in Wien, 66. – 67. Band, 1974
- POISEL, R. & EPPENSTEINER, W.: *Gang und Gehwerk einer Massenbewegung. Teil 1: Geomechanik des Systems „Hart auf Weich“*, Felsbau 6, 1988, Nr. 4, S. 189-194
- POISEL, R. & EPPENSTEINER, W.: *Gang und Gehwerk einer Massenbewegung. Teil 2 Geomechanik des Systems „Hart auf Weich“*, Felsbau 7, 1989 Nr. 1, S. 16-20
- POISEL, R. & PREH, A.: *Rock Slope Initial Failure Mechanisms and their Mechanical Models*, Felsbau 22, 2004, Nr. 2, S. 40-45
- POISEL, R., PREH, A. & KOC, O.: *Punta Thurwieser Rock Avalanche and Frank Slide: A comparsion based on PFC^{3D} Run Out Models*, International Forum on Landslide Disaster Management in Hong Kong, Paper in Proceeding, Wien, 2007

- PREH, A. & MÖLK, M.: *Numerische Untersuchung von Sturzprozessen*, TU Wien Kurs: Risiko von Naturgefahren, Wien, 2007
- PREH, A. & POISEL, R.: *3D modelling of rock mass falls using the Particle Flow Code PFC^{3D}*, 11th Congress of the International Society for Rock Mechanics, Lisbon, 2007
- PREH, A.: *Modellierung des Verhaltens von Massenbewegungen bei großen Verschiebungen mit Hilfe des Particle Flow Codes (PFC)*, Dissertation an der TU Wien, 2004
- ROCHET, L.: *Développement de modèles numériques dans l'analyse de la propagation des éboulements rocheux*, Proceedings of the 6th International Congress on Rock Mechanics, Montreal, 1987, Nr. 1, S. 479-484
- ROTH, W.: *Dreidimensionale numerische Simulation von Felsmassenstürzen mittels der Methode der Distinkten Elemente (PFC)*, Dissertation an der TU Wien, 2003
- SCHÜPBACH: *Der Bergsturz von Randa 1991*, <http://www.schuepbachkehr.ch/randa/bergsturz.html>, 04.10.2007
- WIKIPEDIA: *Dämpfung*, <http://de.wikipedia.org/wiki/D%C3%A4mpfung>, 25.09.2007
- WIKIPEDIA: *Laserscanning*, <http://de.wikipedia.org/wiki/Laserscanning>, 10.10.2007
- WP/WLI: *Multilingual Landslide Glossary*, Bitech, Richmond, British Columbia, 1993
- ZISCHG, A., KEILER, M., FUCHS, S. & MEISSL G.: *Konzept zur flächendeckenden Risikoanalyse für Naturgefahren im regionalen Maßstab*, 2002