

Masterarbeit

zum Erwerb des akademischen Grades eines
Diplom-Ingenieurs (Dipl.-Ing.)
der Studienrichtung Bergwesen
Masterstudium Rohstoffgewinnung und Tunnelbau
Schwerpunktfach Geotechnik und Tunnelbau

eingereicht am
Lehrstuhl für Subsurface Engineering
an der Montanuniversität Leoben

Biermeier Florian

Leoben, im September 2011

Thema

„Bestimmung der Einflüsse von Schneidspurabstand, Penetration und Trennflächengefüge auf das Ausbruchsverhalten von mit einer 10 Zoll Diske am Linearprüfstand geschnittenem Imbergsandstein“

Eidesstattliche Erklärung

Ich erkläre an Eides statt, dass ich diese Arbeit selbständig verfasst, andere als die angegebenen Quellen und Hilfsmittel nicht benutzt und mich auch sonst keiner unerlaubter Hilfsmittel bedient habe.

Affidavit

I declare in lieu of oath, that I wrote this thesis and performed the associated research myself, using only literature cited in this volume.

(Unterschrift)

Datum

Name

Danksagung

Mein Dank gilt

Herrn Galler, Robert, Univ.-Prof. Dipl.-Ing. Dr.mont. für die Ausbildung am Lehrstuhl für Subsurface Engineering, Herrn Lassnig, Klaus, Mag.rer.nat. für die Mitwirkung in der Betreuung,

seitens der Firma Sandvik

Herrn Gerer, Roman, Dipl.-Ing für den reibungslosen Ablauf der Versuche in Zeltweg sowie Herrn Pichlmair, Friedrich für die Einschulung am Linearprüfstand,

meinen Studienkollegen und Freunden, die mich durch mein Studium begleitet haben

und zu guter letzt meiner Familie, im speziellen meinen Eltern Friedrich und Maria Biermeier für die Unterstützung auf meinem bisherigen Lebensweg.

Kurzfassung

Die Arbeit befasst sich mit der Vorhersage der Charakteristika von Tunnelausbruchsmaterial von Hartgesteins-Tunnelbohrmaschinen. Zur Bestimmung einzelner Einflussfaktoren wurden an einem Linearschneidprüfstand Schneidversuche mit Diskenmeißel durchgeführt. Als Probenmaterial wurde sehr homogener Imbergsandstein verwendet. Durch Variation von Schneidspurabstand, Penetration und Gesteinsblockgröße bzw. Trennflächenhäufigkeit der Proben wurden die Einflüsse dieser Parameter auf das Ausbruchsmaterial erfasst. Die Veränderung des Ausbruchverhaltens durch diese Einflüsse, im Speziellen die Auswirkungen auf die Korngrößenverteilung, die Kornform und den Energieeintrag wurde untersucht.

Abstract

The paper deals with the prediction of tunnel excavation material characteristics for hard rock TBMs. To determine the individual influence factors, cutting tests with a linear cutting machine were conducted. Very homogeneous Imberg-sandstone was used as sample material. The influences of the varied spacing, penetration and sandstone block sizes; moreover, the joint frequencies of the samples, were documented. The change of the excavation behaviour based on these influences, especially the influences regarding the grain size distribution, grain shape and the energy consumption was examined.

Inhaltsverzeichnis

I	AUFGABEN UND PROBLEMSTELLUNG	3
II	ZUSAMMENFASSUNG	4
III	EINLEITUNG	5
IV	LITERATUR, STAND DER TECHNIK	6
1.	CSM	6
2.	NTNU	9
3.	GEHRING	11
V	METHODIK	14
1.	GESTEINSUNTERSUCHUNGEN UND AKTUELLE NORMEN	14
1.1.	<i>UCS</i>	14
1.2.	<i>E & V Modul</i>	14
1.3.	<i>Reibungswinkel und Kohäsion (φ und c)</i>	15
1.4.	<i>Spaltzugfestigkeit</i>	17
1.5.	<i>CAI</i>	17
1.6.	<i>Mineralogie und Gesteinsgefüge</i>	18
2.	BETONZUSCHLÄGE UND DEREN PRÜFUNG	18
2.1.	<i>Geometrische Anforderungen</i>	19
2.2.	<i>Physikalische Anforderungen</i>	19
2.3.	<i>Chemische Anforderungen</i>	20
3.	LINEARPRÜFSTAND.....	20
3.1.	<i>Maschinenbeschreibung</i>	20
3.2.	<i>Variation der Penetration</i>	21
3.3.	<i>Variation des Diskendurchmessers</i>	22
3.4.	<i>Variation des Schneidspurabstandes</i>	23
3.5.	<i>Variation der Abrollgeschwindigkeit</i>	24
3.6.	<i>Energieeintrag</i>	24
4.	VERSUCHSAUFBAU	25
4.1.	<i>Schneidprogramm</i>	26
4.2.	<i>Diskengeometrie und Lagerung</i>	30
4.3.	<i>Wannenmodifikationen</i>	31
4.4.	<i>Fixierung und Lagerung der Gesteinsproben in der Wanne</i>	32
4.4.1	<i>Großblock</i>	32
4.4.2	<i>60-iger-Blöcke</i>	33
4.4.3	<i>30-iger-Blöcke</i>	33
5.	PROBENENTNAHME	37
5.1.	<i>Probenentnahme der Messschnitte für Korngrößenanalysen</i>	37
5.2.	<i>Entnahme von geprüften Gesteinsblöcken zur Rissuntersuchung</i>	38
6.	KORNGRÖßENANALYSE	38
7.	KORNFORMANALYSE	38
VI	ERGEBNISSE	40
1.	GESTEINSEIGENSCHAFTEN	40
1.1.	<i>Einachsialer Druckversuch</i>	40

1.2.	<i>Dreiaxialer Druckversuch</i>	41
1.3.	<i>Spaltzugversuch</i>	42
1.4.	<i>CAI-Versuche</i>	42
1.5.	<i>Mineralogie</i>	43
2.	SCHNEIDVERSUCHE	43
2.1.	<i>Großblock</i>	43
2.2.	<i>60-iger-Blöcke</i>	45
2.3.	<i>30-iger-Blöcke</i>	46
3.	SCHNITTAUSSCHIEDUNG	47
4.	SIEBLINIEN	47
5.	ENERGIEEINTRAG	59
6.	KORNFORM	63
VII	SCHLUSSFOLGERUNGEN, INTERPRETATION UND DISKUSSION	67
1.	MASSEVERLUSTE IM VERSUCHSABLAUF	67
2.	KORNGRÖßENVERTEILUNG, ENERGIEEINTRAG UND KORNFORM	67
2.1.	<i>Korngrößenverteilung</i>	67
2.2.	<i>Energieeintrag</i>	68
2.3.	<i>Kornform</i>	68
3.	MODELLERSTELLUNG/UMRECHNUNGSFAKTOR	69
4.	VERBESSERUNGSVORSCHLÄGE UND ZUKUNFTSAUSSICHTEN	74
4.1.	<i>Verbesserung der Probenentnahme</i>	74
4.2.	<i>Verbesserung der Lagerung der 30-iger-Blöcke</i>	75
4.3.	<i>Verbesserungen am Prüfstand</i>	77
4.4.	<i>Weiterführende Versuche</i>	77
VIII	TABELLENVERZEICHNIS	78
IX	ABBILDUNGSVERZEICHNIS	79
X	DIAGRAMMVERZEICHNIS	80
XI	QUELLENVERZEICHNIS	82
	ANHANG A - DISKENGOMETRIE	
	ANHANG B - FERTIGUNGSZEICHNUNGEN FÜR DIE WANNENMODIFIKATION	
	ANHANG C - MINERALOGIE	
	ANHANG D - SCHNITTAUSSCHIEDUNG	
	ANHANG E - KORNGRÖßENVERTEILUNG DER SAMMELPROBEN	

I Aufgaben und Problemstellung

Die Charakteristik von Tunnelausbruchsmaterial von Hartgesteins TBMs ist für die Wiederverwertung als Gesteinskörnung von entscheidender Bedeutung. Zur Prognose der Charakteristik und zur Ermittlung der relevanten Einflussfaktoren wurde eine Reihe von Versuchen am Linearprüfstand der Firma Sandvik in Zeltweg durchgeführt.

Die Entwicklung eines Versuchsprogramms, die Vorbereitungen am Schneidprüfstand und die Bestimmung der Gesteinseigenschaften des verwendeten Probenmaterials stellten die Vorarbeiten der Versuche am Schneidprüfstand dar.

Während der Versuchsdurchführung waren die drei Einflussfaktoren Blockgröße, Penetration und Schneidspurabstand näher zu untersuchen. Durch Variation dieser drei Parameter wurde das Ausbruchsmaterial in seiner Charakteristik verändert. Untersuchungen an Probenmaterial das nach dem Schnitt entnommen wurde, machte eine Bestimmung der Einflüsse auf das Ausbruchsmaterial möglich.

Die Analyse der Einflüsse auf die Korngrößenverteilung, die Kornform und den Energieeintrag sowie eine erste Modellerstellung zur Erfassung der Veränderungen des Ausbruchsverhaltens wurden erstellt.

II Zusammenfassung

Diese Arbeit befasst sich mit dem Einfluss von Penetration, Schneidspurabstand und Gesteinsblockgröße auf das Ausbruchsmaterial von mit Diskenmeißeln geschnittenem Hartgestein.

Im Abschnitt „Literatur und Stand der Technik“ werden drei Prognosemodelle zur Penetrationsvorhersage angeführt. Diese drei Modelle werden von der Grundidee beginnend bis zu den wichtigsten Einflussparametern aufbauend erläutert.

Im Abschnitt „Methodik“ werden die angewandten Untersuchungsmethoden und der Aufbau der Schneidversuche beschrieben.

Die Untersuchungen am Festgestein werden nach den aktuell gültigen Normen und Empfehlungen von DGGT und ISRM erläutert. Die Prüfung von Betonzuschlägen auf geometrische, physikalische und chemische Anforderungen werden ebenfalls nach dem aktuellen Stand der Technik beschrieben.

Der Aufbau und die Funktionsweise des Schneidprüfstands als auch die wichtigsten verstellbaren Schneidparameter werden detailliert erläutert. Der Versuchsaufbau inklusive Schneidprogramm und die Probenahme der erzeugten Gesteinsproben gibt Auskunft über den Versuchablauf.

Der Abschnitt wird mit der Beschreibung der durchgeführten Korngrößen- und Kornformanalysen abgeschlossen.

Der Abschnitt „Ergebnisse“ gibt im ersten Teil die Ergebnisse der Gesteinsuntersuchungen wieder. In den darauf folgenden Teilen wird auf die Durchführung der Schneidversuche und die Ergebnisse der Korngrößen-, Kornform- und Energieanalyse eingegangen.

Im letzten Abschnitt „Schlussfolgerung, Interpretation und Diskussion“ wird der Gewinn an Erkenntnissen aus den Versuchsergebnissen wiedergegeben. Klare Tendenzen bezüglich Korngröße, Kornform und Energieeintrag werden zusammengefasst und interpretiert. Eine erste Modellerstellung einer Umrechnung zwischen den Ergebnissen der Korngrößenverteilungen wurde durchgeführt.

Des Weiteren bietet die Arbeit zum Abschluss noch einen Ausblick auf mögliche zukünftige Verbesserungen bezüglich der Probenahme am Prüfstand, des Prüfstands selbst und eine mögliche Weiterführung der Versuchsreihe.

III Einleitung

Die Verwendung von Tunnelausbruchmaterial als Rohstoff wird ein immer wichtiger werdendes Thema. Dabei sind vor allem die sich lange erstreckenden Tunnelbauwerke, die meist mit Tunnelbohrmaschinen aufgefahen werden, von großem Interesse. Die Vermeidung bzw. die Verringerung von Deponierung und damit verbundenen Konsequenzen sind neben der Erzeugung von Wertstoffen ein wichtiger Faktor. Das Einsatzgebiet der Wiederverwertung des Tunnelausbruchs hängt dabei maßgeblich von seinen Eigenschaften ab. Neben der mineralogischen und chemischen Zusammensetzung des Gesteins spielt vor allem die Korngröße und die Kornform des ausgebrochenen Materials für viele Anwendungsmöglichkeiten eine große Rolle. Die Möglichkeiten der Wiederverwertung gehen dabei vom Einsatz als Zuschlagstoff für Beton und Mörtel über den Einsatz als Schüttmaterialien bis hin zum Rohstoff für die Feuerfestindustrie.

Da das ausgebrochene Material vor der Wiederverwertung einer Aufbereitung unterzogen werden muss, um eine gleich bleibende Qualität zu sichern, sind die Eigenschaften und Mengen des anfallenden Gesteinsgemisches von wesentlicher Bedeutung. Eine Prognose der Art und Menge des anfallenden Ausbruchsmaterials ermöglicht eine Massenstromplanung sowie eine erste Kostenrechnung der Wiederverwertung.

Diese Arbeit beschäftigt sich mit der Prognose bzw. der Optimierung von Tunnelausbruchmaterial von Tunnelbohrmaschinen. Anhand von Versuchen mittels Linearschneidprüfstand wurden die Parameter Penetration und Schneidspurabstand in diesem Zusammenhang näher untersucht.

Ein weiterer maßgebender Faktor der Versuche war die verwendete Blockgröße des Probenmaterials. Ein monolithischer Großblock würde die Verhältnisse im Gebirge bestmöglich wiedergeben. Da es aber in den meisten Fällen nicht möglich ist einen solchen Großblock zu gewinnen, wurde die Möglichkeit getestet mehrere kleinere Gesteinsblöcke aneinandergereiht als Großblockersatz zu verwenden. Durch die Verwendung verschiedener Blockgrößen von sehr homogenem Imbergsandstein als Probenmaterial wurde die Veränderung des Ausbruchsverhaltens durch den Einfluss der Blockgrößen untersucht.

Zweck dieser Arbeit ist eine Grundlagenuntersuchung der beschriebenen Einflussfaktoren um diese Erkenntnisse in weiterer Folge auf andere Gesteinsarten umlegen zu können.

IV Literatur, Stand der Technik

1. CSM

[1],[2],[3] Die Entwicklung des Colorado School of Mines - Modells (CSM – Modell) zur Penetrationsvorhersage wurde durch die Analyse des Schneidvorgangs von Einzelschnitten und Mehrfachschnitten in Schneidspuren entwickelt. Die Einzelschnitte ohne benachbarte Schneidspuren bzw. freie Oberflächen dienen zum Verständnis des Einwirkens von Disken im Gestein, den eingetragenen Spannungen, den entstehenden Zermalmungszonen und den erzeugten Rissen. Die Analyse von Mehrfachschnitten dient zur Untersuchung der Chipbildung. Die Abbildung 1 zeigt die Rissbildung eines Einzelschnitts und die Abbildung 2 die Chipbildung von Mehrfachschnitten

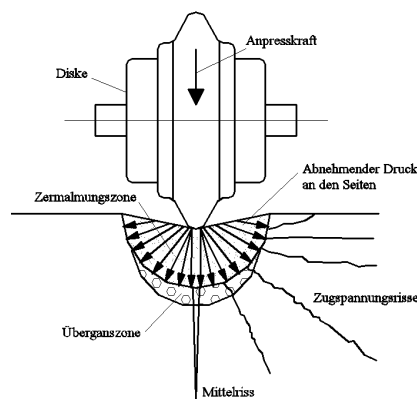


Abbildung 1: Rissbildung von Einzelschnitten

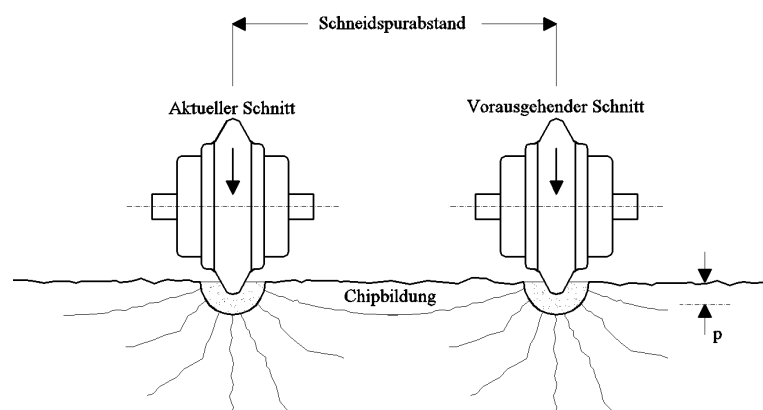


Abbildung 2: Chipbildung von Mehrfachschnitten

Die über die Disken eingebrachten Kräfte erzeugen neben der Zermalmungszone direkt unterhalb der Diske auch die für das Chippen verantwortlichen Risse im Gestein. Sobald sich die Risse zweier benachbarter Schnitte treffen, kommt es zur Chipbildung. Diese Rissbildung, die vorwiegend durch eingebrachte Zugspannungen erfolgt, hängt neben anderen Parametern auch maßgeblich von der Zugfestigkeit des Gesteins ab.

Die Kräfte an der Diske werden zu einem Parameter zusammengefasst: dem Schneidkoeffizient (cutter coefficient). Dieser setzt sich aus der Normalkraft und der Rollkraft zusammen. Die Seitenkraft wird wegen nicht signifikantem Einwirken vernachlässigt. Die Abbildung 3 zeigt eine schematische Darstellung der Diske.

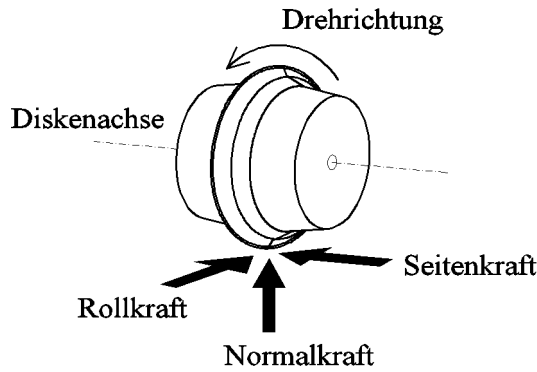


Abbildung 3: Schematische Darstellung der Diske mit den angreifenden Kräften

$$\text{Schneidkoeffizient} = \frac{\text{Rollkraft}}{\text{Normalkraft}}$$

Die Abbildung 4 veranschaulicht die geometrischen Zusammenhänge zwischen der Penetration und dem Eingriffswinkel φ .

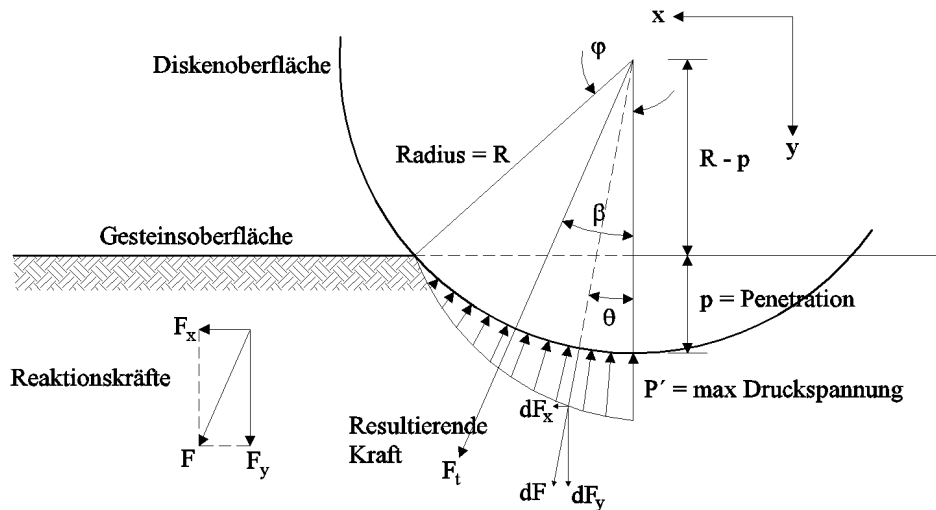


Abbildung 4: Geometrischer Zusammenhang zwischen Penetration und Eingriffswinkel φ

$$\varphi = \cos^{-1}\left(\frac{R-p}{R}\right)$$

- φ ...Hälfte des Eingriffswinkels im Gestein [°]
- R ...Diskenradius [mm]
- p ...Penetration [mm]

Es ergeben sich auch geometrische Zusammenhänge für den Schneidkoeffizient:

$$F_n = F_t \cdot \cos \beta$$

$$F_r = F_t \cdot \sin \beta$$

F_n ...Normalkraft [kN]

F_r ...Rollkraft [kN]

F_t ...Resultierende Kraft [kN]

β ...Winkel zwischen resultierender Kraft und Schnittfläche [°]

$$CC = \tan \beta = \tan \left(\frac{\varphi}{2} \right)$$

Die resultierende Kraft F_t kann wie folgt berechnet werden:

$$F_t = \frac{P' \cdot \varphi \cdot R \cdot T}{1 + \Psi}$$

P' ...Druck in der Zermalmungszone [kN/mm²]

T ...Schneidkopfbreite [mm]

Ψ ...Konstante für die Druckverteilungsfunktion [-]

$$P' = 100500 + 12170 \cdot S + 7,88 \cdot \sigma_c - 28830 \cdot \sigma_t^{0,1} - 192 \cdot S^3 - 0,000147 \cdot \sigma_c^2 - 29450 \cdot T - 13000 \cdot R$$

S ...Schneidspurabstand [mm]

σ_c ...Einachsiale Druckfestigkeit [kN/mm²]

σ_t ...Zugfestigkeit aus dem Brazilian Test [kN/mm²]

Diese Gleichungen sind nur gültig für Versuche mit den folgenden Gesteins- und Schneidparametern.

$\sigma_c = 70-200$ [MPa] (10000-30000 psi)

$\sigma_t = 4-18$ [MPa] (500-2500 psi)

$R = 39 - 45$ [cm] (15-18 in)

$S = 5 - 15$ [cm] (2-4 in)

$p = 0,25 - 3$ [cm] (0,1-1,5 in)

Es ist auch eine Korrektur für die Abnutzung der Schneidkopfbreite T vorgesehen.

$$T' = T + w \cdot \tan \left(\frac{\alpha}{2} \right)$$

T' ...Neue Schneidkopfbreite [mm]

w ...Verschleiß an der Spitze der Diske [-]

α ...Winkel an der Spitze der Diske [°]

Zur Penetrationsvorhersage werden aus einem Bereich verschiedene Penetrationstiefen gewählt und die zu erwartenden Randparameter errechnet. Beispiele dafür sind:

- die erforderliche Anpresskraft für alle Disken
- das erforderliche Drehmoment der TBM
- die Anzahl der Umdrehungen pro Minute
- die erforderliche Antriebsleistung
- usw.

Aus den gemessenen Randparametern kann man auf eine aktuelle Penetration der TBM schließen.

2. NTNU

[4], [5] Die Grundlage des Norges teknisk-naturvitenskapelige universitet – Modells (NTNU Modell) basiert auf dem Zusammenhang von Anpresskraft einer Diske und der Penetration pro Schneidkopfumdrehung. Dabei bilden der kritische Anpressdruck M_1 , welcher benötigt wird um eine Penetration von 1mm pro Schneidkopfumdrehung zu erzielen, und der Penetrationskoeffizient b die Basis des Modells. Diagramm 1 zeigt den grundsätzlichen Zusammenhang zwischen Anpresskraft pro Diske und Penetration pro Schneidkopfumdrehung.

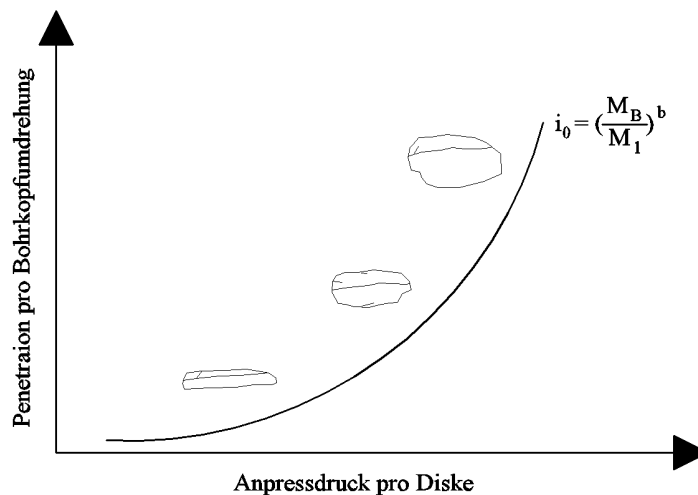


Diagramm 1: Penetration pro Bohrkopfumdrehung bezogen auf den Anpressdruck pro Diske

Zur Entwicklung des NTNU Modells wurden Daten von verschiedenen Tunnelprojekten mit einer Gesamtlänge von 250 km herangezogen. Die Grundlage des Modells wurde mit den vorhandenen Daten so erweitert, dass eine bestmögliche Übereinstimmung der Daten der Tunnelprojekte mit den berechneten Daten des NTNU Modells gegeben war. Zu diesem Zweck wurden Gesteinsparameter, Gefügeparameter und Maschinenparameter in die Berechnungen miteinbezogen.

Die Penetration i_0 in mm/Umdrehung wird aus dem Zusammenwirken von äquivalenter Anpresskraft, kritischer Anpresskraft sowie dem Penetrationskoeffizienten ermittelt. Diese drei Hauptparameter berücksichtigen durch zusätzliche Faktoren den Einfluss weiterer Parameter.

$$i_0 = \left(\frac{M_{\ddot{a}qv}}{M_1} \right)^b$$

- i_0 ...Penetration pro Bohrkopfumdrehung [mm/U]
 $M_{\ddot{a}qv}$...Äquivalente Anpresskraft [kN/Disk]
 M_1 ...Kritische Anpresskraft [kN/Disk]
 b ...Penetrationskoeffizient [-]

Um die äquivalente Anpresskraft einer Diske zu bestimmen, sind Korrekturfaktoren für den Schneidspurabstand und den Diskendurchmesser zu verwenden. Bei einem Diskendurchmesser von 19 Zoll und einem Schneidspurabstand von 70 mm werden beide Faktoren zu 1,0.

$$M_{\ddot{a}qv} = M_B \cdot k_d \cdot k_a$$

- M_B ...Durchschnittliche Anpresskraft [kN/Disk]
 k_d ...Faktor für den Diskendurchmesser [-]
 k_a ...Faktor für den durchschnittlichen Schneidspurabstand [-]

Zur Ermittlung der kritischen Anpresskraft und dem Penetrationskoeffizienten ist der equivalent fracturing factor k_{eqv} zu bestimmen. Dieser wird durch das Vorhandensein von Unstetigkeiten und deren Häufigkeit und Ausrichtung sowie durch die Bohrbarkeit (DRI) und die Porosität des Gesteins bestimmt. Folgende Formel zeigt den Zusammenhang.

$$k_{eqv} = k_{s-tot} \cdot k_{DRI} \cdot k_{por}$$

- k_{eqv} ... equivalent fracturing factor [-]
 k_{s-tot} ...Total fracturing factor [-]
 k_{DRI} ...Faktor für die Bohrbarkeit [-]
 k_{por} ...Faktor für die Porosität [-]

Der total fracturing faktor k_{s-tot} bezieht den Abstand der einzelnen Trennflächen einer Störzone sowie deren Winkel im Bezug auf die Tunnelachse mit ein. Auch das Vorhandensein mehrerer Störzonen mit verschiedener Orientierung sowie deren verschiedene Abständen kann berücksichtigt werden.

Der Faktor für die Bohrbarkeit und die Porosität wird jeweils über die Bestimmung des DRI bzw. der Porosität und einem zugehörigen Diagramm ermittelt. Bei einem DRI von 50 bzw. einer Porosität von 2% entsprechen diese Faktoren je 1,0.

3. Gehring

[6], [7] Gehring entwickelte ein Prognosemodell, das auf dem am häufigsten verfügbaren und angegebenen Festigkeitswert, der einaxialen Druckfestigkeit, als Grundlage aufbaut. Um das Modell zu entwickeln, untersuchte er zuerst das Ausbruchverhalten von Gestein unter Einwirkung von Diskenmeißeln in den unterschiedlichen Bruchphasen. Das folgende Bild zeigt den schrittweisen Ablauf der Spanbildung.

Phase 1: Eindringen der Schneidrolle, Erzeugung einer Zermalmungszone (unter quasi- hydrostatischem Spannungszustand)

Phase 2: Bildung von Zugrissen aus der Zermalmungszone heraus

Phase 3: Spanbildung nach Erreichen des überkritischen Bruchzustandes

Phase 4: Lösen des Spanes und Spannungsabbau

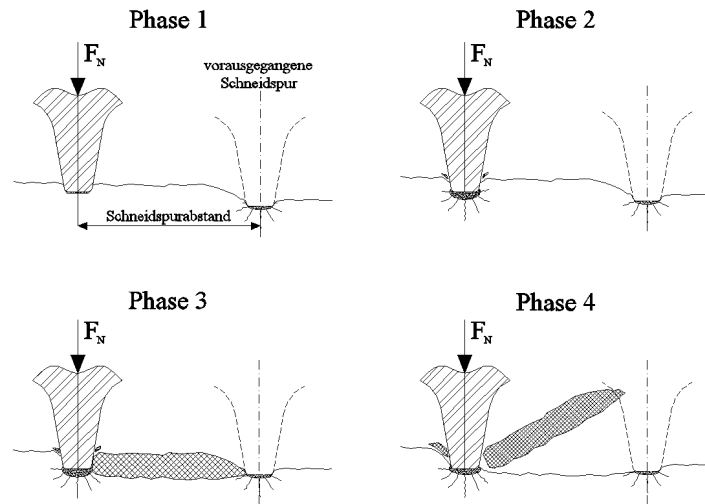


Abbildung 5: Schrittweiser Ablauf der Spanbildung

Des Weiteren untersuchte Gehring den für den Spanbildungs-Prozess erforderlichen Energieeintrag und stellte fest, dass für einen sauberen Spanvorgang die eingebrachte Kraft ein gewisses Maß nicht unterschreiten darf. Diese Kraft wird als kritische Andruckkraft bezeichnet. Wird der Meißel mit einer geringeren Kraft angepresst, so wird hauptsächlich Gesteinsmehl produziert und eine effektive Spanbildung findet nicht statt. Das Diagramm 2 zeigt den Bereich des kritischen Andrucks für Rollenmeißel. Der Bereich der kritischen Andruckkraft ist abhängig von der Bohrbarkeit des Gesteins.

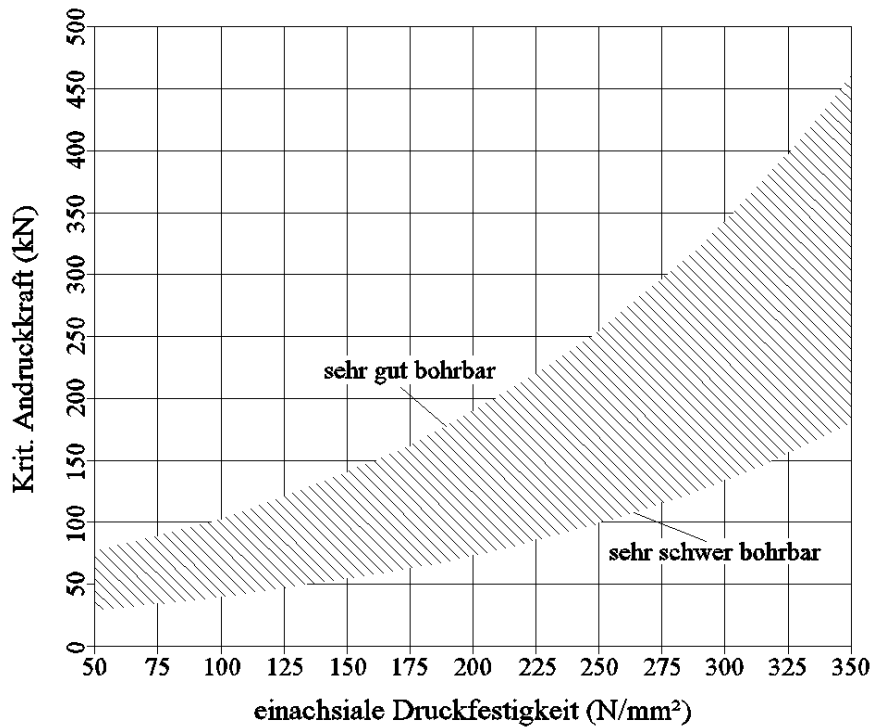


Diagramm 2: Bereich des kritischen Andrucks für Rollenmeißel mit 430mm(17 Zoll) Schneidringdurchmesser in Abhängigkeit von der einachsialen Gesteinsdruckfestigkeit nach Gehring

Zur Entwicklung der Basisfunktion sowie deren Korrekturfaktoren wurden sowohl Literatur als auch effektive Einsatzergebnisse herangezogen. Nach dem Vergleich verschiedener Quellen liefern diese bei vergleichbaren Randbedingungen in einem Bereich von 100 bis 250N/mm² für die einachsiale Druckfestigkeit gute Übereinstimmungen. Die folgende Gleichung ist die Basisgleichung für die Penetrationsvorhersage. Die Penetration ist dabei eine von der einachsialen Druckfestigkeit abhängige Funktion.

$$p = a \cdot \sigma_d^{-b}$$

- p ...Penetration [mm]
- σ_d ...Einachsiale Druckfestigkeit [kN/mm²]
- a ...Funktionsparameter a [-]
- b ...Funktionsparameter b [-]

Quelle	A	b
NTH	3530	1,29
Graham	778	0,99
Farmer	729	0,98
Hughes	2295	1,19
Sanyo	846	1,00

Tabelle 1: Funktionsparameter der Gleichung auf Basis der Ansätze verschiedener Autoren

Das Diagramm 3 zeigt den Verlauf der jeweiligen Kurven unter Verwendung der in der Tabelle 1 angegebenen Parametern.

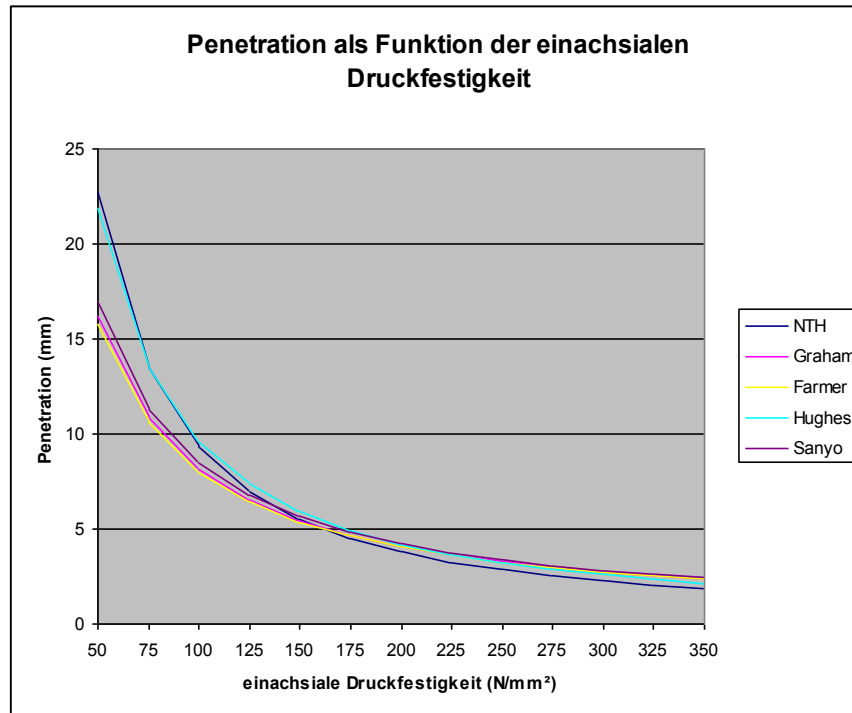


Diagramm 3: Penetration p_{200} (bei $F_N = 200$ kN) als Funktion der einachsialen Druckfestigkeit.

Da ein praktikables und einfach handzuhabendes Prognoseverfahren das Ziel der Entwicklung war, wurde als Ausgangspunkt eine Funktion für durchschnittliche Gesteinsverhältnisse und mittlere Anpresskraft ($F_N = 200$ kN) wie folgt definiert:

$$p \approx \frac{800}{\sigma_d} \approx \frac{4 \cdot \overline{F_N}}{\sigma_d}$$

F_N ...mittlere Anpresskraft [kN]

Die Auswirkungen der Abweichungen von Durchschnittswerten wurden durch die Einführung von Korrekturfaktoren berücksichtigt.

$$p = k_1 \cdot k_2 \cdot \dots \cdot k_i \cdot \frac{\overline{F_N}}{\sigma_d}$$

Der erste Korrekturfaktor k_1 ist mit 4 bereits aus der Definition der Ausgangsformel gegeben ($800 = 4 \cdot F_N$). Korrekturfaktoren für folgende Einflüsse werden zusätzlich angebracht.

- k_2 ...Korrekturfaktor für das Gebirgsgefüge [-]
- k_3 ...Korrekturfaktor für Tunneldurchmesser und Überlagerung [-]
- k_4 ...Korrekturfaktor für den Schneidringdurchmesser [-]
- k_5 ...Korrekturfaktor für Schneidspurabstand [-]

Weitere Einflüsse werden noch untersucht und deren Auswirkungen sollen später im Alpine-Modell durch weitere Faktoren berücksichtigt werden.

V Methodik

1. Gesteinsuntersuchungen und aktuelle Normen

1.1. UCS

[8],[9],[10],[11] Die Uniaxial Compressive Strength (UCS) oder einaxiale Druckfestigkeit wird im Zuge des einaxialen Druckversuchs ermittelt. Der Eurocode 7 - Entwurf, Berechnung und Bemessung in der Geotechnik - Teil 2: Erkundung und Untersuchung des Baugrunds (konsolidierte Fassung) ÖNORM EN 1997-2:2010 08 15 weist einen Abschnitt zur Durchführung des einaxialen Druckversuchs auf. Es wird in der NORM neben den wesentlichen Angaben auch auf die von der International Society for Rock Mechanics (ISRM) ausgearbeiteten „*Suggested Methods for Determining Unconfined Compressive Strength and Deformability*“ verwiesen. Eine weitere Möglichkeit zur Bestimmung der einaxialen Druckfestigkeit ist, nach der aktuell gültigen Norm ÖNORM EN 1926:2007 03 01 Prüfverfahren für Naturstein - Bestimmung der einachsigen Druckfestigkeit vorzugehen. Die Proben haben in diesem Fall andere Formen und können Würfel mit einer Kantenlänge von $70 \pm 5 \text{ mm}$ oder $50 \pm 5 \text{ mm}$ bzw. Zylinder mit einem Durchmesser und einer Höhe von $70 \pm 5 \text{ mm}$ oder $50 \pm 5 \text{ mm}$ sein. Die Oberflächen des Prüfkörpers müssen eben sein und dürfen eine gewisse Toleranz nicht überschreiten. Die Ober- und Unterseite des Prüfkörpers muss innerhalb der Toleranz parallel sein. Die Belastung hat kontinuierlich um einen konstanten Spannungsbetrag zwischen $1 \pm 0,5 \text{ MPa/s}$ gesteigert zu werden.

Die Deutsche Gesellschaft für Geotechnik (DGGT) hat eine Neufassung der Empfehlung Nr. 1 des Arbeitskreises "Versuchstechnik Fels" im Artikel „Einaxiale Druckversuche an zylindrischen Gesteinsprüfkörpern“, veröffentlicht in *Bautechnik 81 (2004) Heft 10* von Thomas Mutschler, herausgegeben. Darin werden unter anderem verformungsgesteuerte Methoden des einaxialen Druckversuchs beschrieben und auch Verfahren zur Längs- und Querdehnungsmessung erläutert. Die einaxiale Druckfestigkeit wird nach der ÖNORM EN 1926:2007 03 01 mit R bezeichnet und folgendermaßen berechnet:

$$R = \frac{F}{A}$$

R ...einachsiale Druckfestigkeit [kN/mm^2]

F ...Bruchbelastung [kN]

A ...Querschnitt der Probe vor dem Versuch [mm^2]

1.2. E & V Modul

[12],[13] Die Bestimmung des Elastizitäts- & Verformungs-Moduls (E & V Modul) für Gestein wird in der ÖNORM B 3124-9:1986 09 01 Prüfung von Naturstein; mechanische Gesteinseigenschaften; Elastizitätsmodul, Arbeitslinie, Verformungsmodul und Querdehnungszahl bei einaxialer Druckbelastung geregelt.

Der Verformungsmodul wird nach dieser Norm aus einer Arbeitslinie bei Erstbelastung gewonnen und errechnet sich aus der Spannungsdifferenz zwischen einer Ober- und einer Unterspannung (σ_o/σ_u) bezogen auf die zugehörige Dehnungsdifferenz.

$$V_{\sigma_u/\sigma_o} = \frac{\Delta\sigma}{\Delta\varepsilon_l}$$

$V_{(\sigma_o/\sigma_u)}$...Verformungsmodul [kN/mm²]

$\Delta\sigma$...Spannungsdifferenz [kN/mm²]

$\Delta\varepsilon_l$...Dehnungsdifferenz [-]

Der Elastizitätsmodul wird durch die bei einem Entlastungsvorgang auftretende Spannungsdifferenz bezogen auf die Dehnungsdifferenz berechnet. Dabei beträgt die Spannungsdifferenz Oberspannung σ_o minus Unterspannung σ_u . Die Unterspannung entspricht der zu Versuchsbeginn aufgebrachten Vorlast und die Oberspannung 50% der Bruchspannung. Zur Ermittlung des E-Moduls wird die Probe so oft zwischen Oberspannung und Unterspannung be- und entlastet, bis die Abweichung der aktuellen Längsdehnung zur Längsdehnung der vorhergehenden Entlastung kleiner als 5% ist. Sollte dies nicht bis zum zehnten Entlastungsvorgang erreicht sein, ist der zehnte Entlastungsvorgang zur Berechnung des E-Moduls heranzuziehen. Der E-Modul ist folgendermaßen zu berechnen:

$$E_{\sigma_u/\sigma_o} = \frac{\Delta\sigma}{\Delta\varepsilon_l}$$

Der Eurocode 7 - Entwurf, Berechnung und Bemessung in der Geotechnik - Teil 2: Erkundung und Untersuchung des Baugrunds (konsolidierte Fassung) ÖNORM EN 1997-2:2010 08 15 verweist zur Berechnung des Verformungsmoduls und des Elastizitätsmoduls auf die „*Suggested Methods for Determining Unconfined Compressive Strength and Deformability Part 2*“ der ISRM.

1.3. Reibungswinkel und Kohäsion (φ und c)

[8],[14] Die Ermittlung der Gesteinsparameter φ und c wird durch die Bestimmung der Mohr'schen Umhüllenden durch die dreiaxialen Kompressionsversuche ermöglicht. Der Eurocode 7 - Entwurf, Berechnung und Bemessung in der Geotechnik - Teil 2: Erkundung und Untersuchung des Baugrunds (konsolidierte Fassung) ÖNORM EN 1997-2:2010 08 15 gibt kurz Auskunft über den Zweck und die Anforderungen sowie die Auswertung. Der Eurocode verweist dann auf Versuchsverfahren wie die von der ISRM „*Suggested Methods for Determining the Strength of Rock Materials in Triaxial Compression*“. Dieses unterscheidet drei Typen von dreiaxialen Tests. Dem „individual test“, mit dem mit nur einer fixen Einstellung des Zelldrucks eine *peak strength* ermittelt wird. Es sind mehrere Versuche für eine Ermittlung von φ und c notwendig. Die zweite Art der Versuche basiert auf dem „multiple failure test“. Diese sieht eine schrittweise Erhöhung des Zelldrucks nahe dem Bruchkriterium vor. Nach der Erhöhung des Zelldrucks wird der Stempeldruck wieder bis kurz vor das Bruchkriterium erhöht. So entstehen

durch einen Versuch mehrere Punkte am Bruchkriterium die zur Auswertung verwendet werden. Die dritte Art des dreiaxialen Druckversuchs stellt der „continuous failure state test“ dar. In diesem Test werden der Zelldruck und der Stempeldruck so erhöht, dass die Drücke in Kombination immer knapp unter dem Bruchkriterium bleiben. Das Diagramm 4 zeigt den prinzipiellen Spannungsverlauf dieser drei Testarten in den drei Graphen.

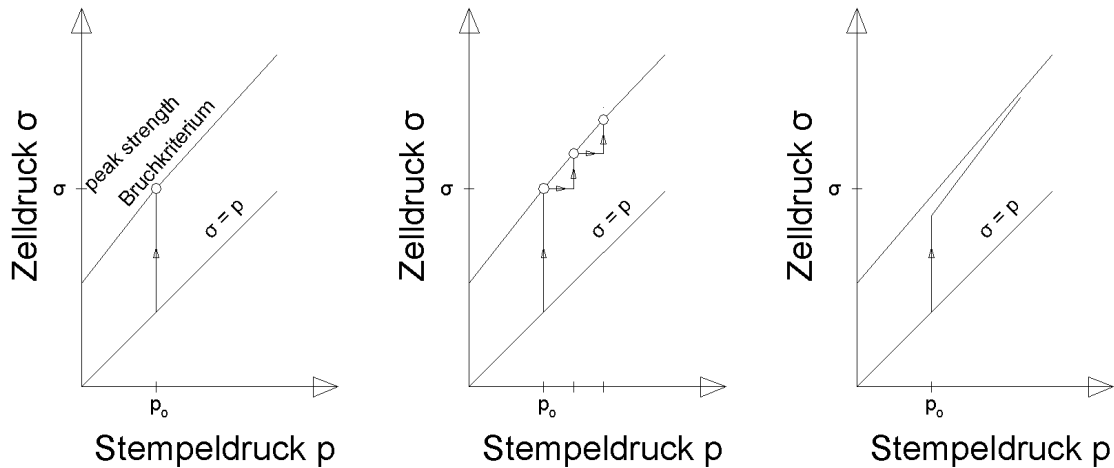


Diagramm 4: Darstellung des Spannungsverlaufs der drei gängigen Versuchstypen

Der Reibungswinkel und die Kohäsion können aus mindestens zwei Kräftepaaren Stempeldruck/Zelldruck ermittelt werden. Das Diagramm 5 stellt zwei solche Kräftepaare in einem Diagramm dar. Anhand dieser Kräftepaare können im Bereich zwischen dem Paar die Parameter φ und c aus den anschließenden Formeln berechnet werden.

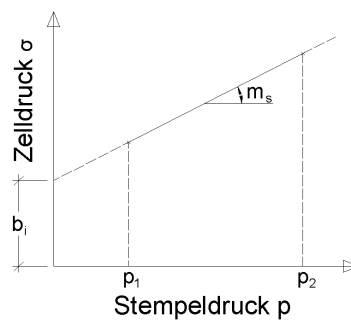


Diagramm 5: Darstellung des Bruchkriteriums aus zwei ermittelten peak strength Punkten

$$\varphi_i = \arcsin \frac{m_s - 1}{m_s + 1}$$

$$c_i = b_i \frac{1 - \sin \varphi_i}{2 \cdot \cos \varphi_i}$$

- φ_i ...Reibungswinkel [°]
- m_s ...Steigung der Geraden [-]
- c_i ...Kohäsion
- b_i ...einachsiale Druckfestigkeit

1.4. Spaltzugfestigkeit

[15],[16] Die ÖNORM B 3124-4:1981 03 01 Prüfung von Naturstein; mechanische Gesteinseigenschaften; einaxiale Zugfestigkeit (Spaltzugfestigkeit) regelt die Bestimmung der einaxialen Zugfestigkeit in Form der Spaltzugfestigkeit. Die für den Versuch verwendeten Prüfkörper haben die Form von Zylindern mit einem Durchmesser von $50 \pm 5\text{mm}$ und einer Länge gleich dem halben Durchmesser $\pm 10\%$. Die Endflächen des Prüfkörpers haben parallel zueinander und rechtwinkelig zur Zylinderachse zu sein.

Die Prüflast ist bis zu einem Eintritt des Bruchs mit $0,5\text{N/mm}^2$ bis 1N/mm^2 pro Sekunde zu steigern bis der Bruch eintritt. Die Bruchlast ist auf Zehnerstellen genau abzulesen. Die Berechnung der Spaltzugfestigkeit aus der Bruchlast erfolgt nach folgender Formel:

$$\sigma_{SZ} = \frac{2 \cdot F_{SZ \max}}{d \cdot \pi \cdot h}$$

σ_{SZ} ...Spaltzugfestigkeit [kN/mm^2]

$F_{SZ \max}$...Bruchlast [kN]

d ...Durchmesser [mm]

h ...Länge [mm]

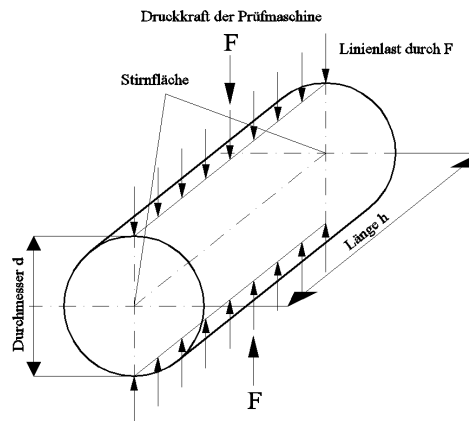


Abbildung 6: Prüfkörper für den Spaltzugversuch

Die ISRM bietet auch hier eine genaue Beschreibung eines Versuchsaufbaues. Im Abschnitt „Suggested Methods for Determining Tensile Strength of Rock Materials Part 2“ wird der Brazilian-Test inklusive Probenabmessungen, Toleranzen und Probendurchführung erläutert.

1.5. CAI

[17] Der Cerchar-Abrasivitäts-Index (CAI) gibt Auskunft über die Abrasivität von Gesteinen. Er wird durch den Cerchar Test ermittelt. Dabei wird ein bezüglich Härte (Härte nach Rockwell-C 54/56 \rightarrow HRC 54/56) und Form definierter Metallstift mit definierter Spitze (90°) unter einer statischen Last von 70N 10mm gleichmäßig über die Oberfläche des zu testenden Gesteins gezogen. Eine frische, möglichst ebene Bruchfläche bzw. eine mit einer Diamantsäge geschnittene Fläche bilden eine

geeignete Testfläche am Probenmaterial. Beim Versuch werden Teile der Spitze durch das Scheren am Gestein abgetragen. Die Spitze des Stifts wird anschließend von mehreren Seiten vermessen und der mittlere Durchmesser der entstandenen Fläche an der Spitze des Stifts in Zehntelmillimeter gibt den CAI der Probe an. Dieser Test ist bei Proben mit Korngröße kleiner als 1mm 5mal pro Probe zu wiederholen und der Mittelwert zu bilden.

Die Abbildung 7 zeigt den CAI-Prüfstand nach West:

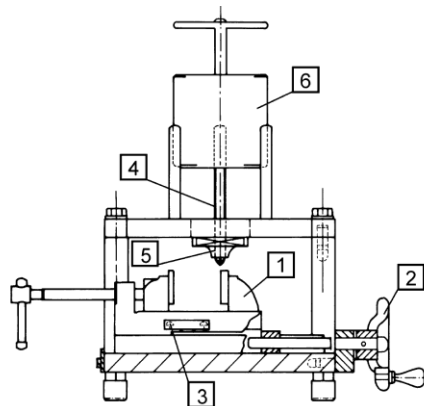


Abbildung 7: CAI-Prüfstand nach West

1.6. Mineralogie und Gesteinsgefüge

Mit der Dünnschliffmikroskopie werden die einzelnen Mineralphasen im Probenmaterial sowie der modale Mineralbestand und sein Gefüge bestimmt. Durch die unterschiedlichen optischen Eigenschaften können die einzelnen Minerale in der Polarisationsmikroskopie eindeutig voneinander unterschieden und bestimmt werden. Die Dünnschliffe weisen mit wenigen Ausnahmen eine Dicke von 25µm auf. Die Untersuchung erfolgt unter parallelen und unter gekreuzten Polarisatoren. Geeignete Literatur stellt z. B. H.-G. Stosch: Skript zur Kristalloptik – Mineralmikroskopie; Universität Karlsruhe, 2009 dar.

2. Betonzuschläge und deren Prüfung

[18] Die Herstellung von Gesteinskörnungen für den Einsatz als Betonzuschlag, insbesondere für Beton der nach ÖNORM B 4710-1 produziert wird, ist in der ÖNORM EN 12620 – „Gesteinskörnungen für Beton“(2008-09-01) geregelt. Zusätzlich gilt in Österreich aufgrund von geographischen, topographischen und klimatischen Verhältnissen noch die ÖNORM B3131 - „Gesteinskörnung für Beton Regeln zur Umsetzung der ÖNORM EN 12620“(2010-08-01). Zur Umsetzung der ÖNORM EN 12620 sind Prüfverfahren notwendig auf welche im Vorwort und in den normativen Verweisen verwiesen wird. Diese Prüfverfahren sind wiederum in Normen gefasst.

Die Normen beschreiben die erforderlichen Eigenschaften und Anforderungen an die Gesteinszuschläge. Die folgenden drei Hauptgruppen an Anforderungen können unterschieden werden:

2.1. Geometrische Anforderungen

- Korngruppen: Gesteinskörnungen sind in Korngruppen einzuteilen. Die Korngruppen werden durch die Bezeichnung einer oberen und unteren Siebgröße festgelegt (d/D). Die Norm gibt hierfür einen Grundsiebsatz und zwei Ergänzungssiebsätze vor.
- Kornzusammensetzung: Die Kornzusammensetzung einer Korngruppe wird durch die Angabe einer prozentuellen Zusammensetzung einer Korngruppe (d/D) und der dazugehörigen Bezeichnung angegeben. Dabei werden erlaubte Grenzwerte für prozentuelle Abweichungen für grobe, feine und natürlich zusammengesetzte Gesteinskörnungen sowie für Korngemische, Füller und Gesteinskörnungen für besondere Anwendungen angegeben.
- Kornform: Die Anforderung an die Kornform wird durch die Angabe der Plattigkeitskennzahl bestimmt. Je nach Plattigkeitskennzahl wird die Gesteinskörnung in Kategorien eingeteilt.
- Muschelschalengehalt: Der Höchstwerte für den Muschelschalengehalt für grobe Gesteinskörnungen sowie die zugehörigen Bezeichnungen der Kategorien werden in der Norm angegeben.
- Gehalt an Feinanteilen: Der Gehalt an Feinanteil ($<0,063\text{mm}$) einer Gesteinskörnung sowie die Einteilung in zutreffende Kategorien und die Bezeichnung wird von der Norm angegeben.
- Beurteilung von Feinanteilen: Hierbei wird die Schädlichkeit von Feinanteilen in feinen Gesteinskörnungen einschließlich Füller beurteilt.

2.2. Physikalische Anforderungen

- Widerstand gegen Zertrümmerung: Als Referenzprüfverfahren für die Bestimmung des Widerstands gegen Zertrümmerung wird das Los-Angeles-Verfahren angewendet. Die Einteilung in Kategorien erfolgt nach der Höhe des Los-Angeles-Koeffizienten. Auch die Einteilung der Kategorien nach dem Widerstand gegen Schlagzertrümmerung wird in der Norm geregelt.
- Verschleiß: Der Widerstand gegen den Verschleiß von groben Gesteinskörnungen wird durch den Micro-Deval-Koeffizienten (M_{DE}) in Kategorien eingeteilt. Dieser ist nach EN 1097-1 zu bestimmen.
- Widerstand gegen Polieren und Abrieb: Die Einteilung der Gesteinskörnungen nach dem Polierwiderstand erfolgt über den Polierwert (polished stone value – PSV). Die Einteilung der Kategorien des Widerstands gegen Oberflächenabrieb erfolgt über den Abriebwert für Gesteinskörnungen (aggregate abrasion value – AAV). Der Widerstand gegen Abrieb von Spike-Reifen wird durch den Nordischen Abriebwert (Nordic abrasion value – A_N) kategorisiert.
- Korndichte und Wasseraufnahme: Die Kornrohndichte sowie die Wasseraufnahme wird sofern gefordert nach EN 1097-6 bestimmt. Die Ergebnisse sowie die verwendeten Mittel und Berechnungsverfahren sind anzugeben.
- Schüttdichte: Die Schüttdichte ist nach EN 1097-3 zu bestimmen

- Dauerhaftigkeit: Ist durch die Umgebungsbedingungen mit Frost-Tau-Wechseln zu rechnen ist die Gesteinskörnung auf Frost-Tau-Wechsel-Widerstand zu testen. Der Frostwiderstand wird nach EN 1367-1 bzw. EN 1367-2 bestimmt. Sofern eine Betonschädigung durch Gesteinskörnungseigenschaften bedingte Schwindrisse auftritt, ist die Gesteinskörnung für Konstruktionsbeton auf Trockenschwinden zu untersuchen. Die Prüfung ist nach EN 1367-4 durchzuführen. Des Weiteren ist die Alkali-Kieselsäure-Reaktivität von Gesteinskörnungen mit den am Verwendungsort geltenden Vorschriften zu bestimmen.

2.3. Chemische Anforderungen

- Chloride: Der Gehalt an wasserlöslichen Chlorid-Ionen in Gesteinszuschlägen für Beton ist nach EN 1744-1:1998, Abschnitt 7 zu bestimmen.
- Schwefel: Bei Schwefel wird zum einen der Anteil an säurelöslichen Sulfaten und zum anderen der Gesamtschwefelanteil untersucht. Beide Werte dürfen angegebene Höchstwerte nicht überschreiten. Beim Einsatz von Hochofenstüchschlacken als Gesteinskörnung gelten die gesondert angegebenen Höchstwerte. Falls das Mineral Pyrrhotin vorhanden ist, ist ein Gesamtschwefelanteil von 0,1% nicht zu überschreiten.
- Andere Bestandteile: Bestandteile von Zuschlagskörnungen die als Erstarrungsverzögerer bzw. das Erhärtungsverhalten verändern, sowie Bestandteile welche die Raumbeständigkeit von Hochofenschlacken beeinflussen, werden sofern nicht unter anderen Punkten genauer erläutert als „Andere Bestandteile“ zusammengefasst. Grenzwerte für die Beeinflussung sowie für die kristalline Veränderung sind in der EN 12620 angegeben.
- Carbonatgehalt: Nach EN 12620 ist für feine Gesteinskörnungen die in Deckschichten aus Beton verwendet werden sollen, sofern gefordert, der Carbonatgehalt zu überwachen. Die Bestimmung des Carbonatgehalts hat nach EN 196-2:2005, Abschnitt 5 zu erfolgen.

3. Linearprüfstand

3.1. Maschinenbeschreibung

Der Linearprüfstand bzw. die linear cutting machine (LCM) der Firma Sandvik besteht aus drei Hauptkomponenten:

- dem Grundgestell mit Schlittenführung
- dem Schlitten
- der Wanne.

Das Grundgestell ist fest mit dem Boden verbunden und nimmt den beweglichen Schlitten auf.

Der Schlitten, welcher über einen hydraulischen Zylinder nach vorne bzw. hinten bewegt werden kann, nimmt den Querträger auf. Dieser Querträger ist vertikal mittels Hydraulik stufenlos zu verstellen. Am Querträger befindet sich die normal zur Fahrtrichtung verstellbare Befestigung für die Diskenaufnahme. Die Sensoren

zur Kraftmessung des Schneidwerkzeuges sind zwischen der Diskenaufnahme und der Befestigung für die Diskenaufnahme montiert. Die horizontale Verstellung des Schneidwerkzeuges am Querträger erfolgt durch einen Antriebsmotor. An der Befestigung für die Diskenaufnahme können verschiedene Aufnahmen für Gesteinszerspannungswerkzeuge montiert werden. Beispiele dafür sind die Rundschaftmeißel- und die Diskenaufnahme. In die Diskenaufnahme wird der vorab zusammengefügte Lager-Diskens-Verbund eingeschraubt.

Die Wanne nimmt den zu schneidenden Gesteinskörper auf. Sie ist aus 20mm starken Blechen gefertigt und an beiden Auflagerenden verstärkt. Die Gesteinsblöcke werden mittels Mörtelbett und Beton bzw. mittels Verspannung in der Wanne befestigt. Die Maximalabmessungen eines Gesteinsblocks betragen bei Verwendung der 10 Zoll Diske 280/60/30cm.

Die eingebaute Wanne wird mittels Anschlag am vorderen Ende fixiert. Die seitliche Fixierung der Wanne übernehmen seitlich angebrachte Hydraulikzylinder, welche die Wanne an den gegenüberliegenden Seitenanschlag drücken.

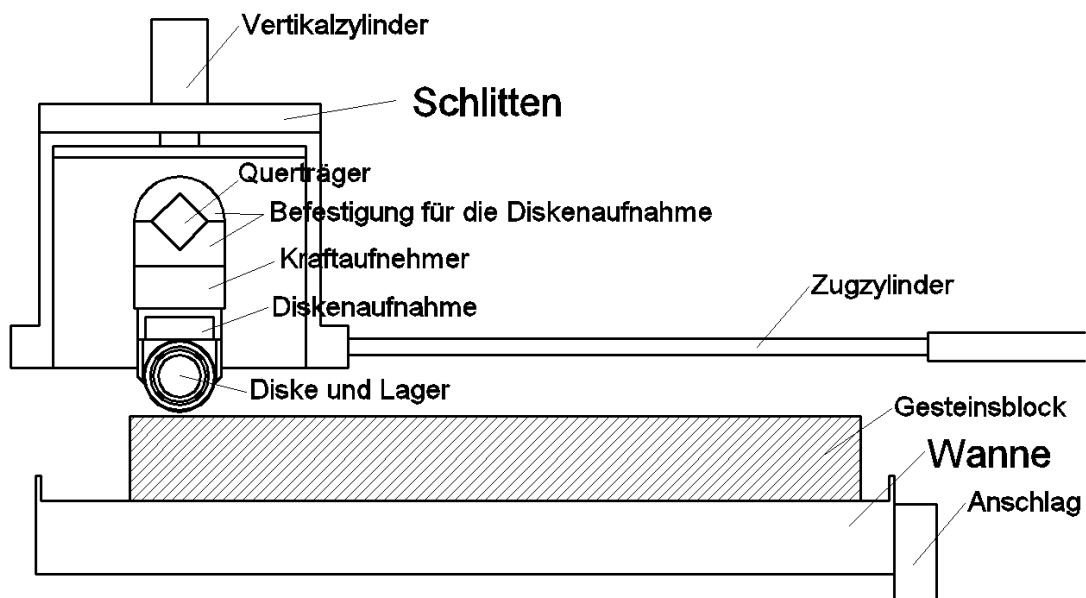


Abbildung 8: Schematischer Aufbau des Linearprüfstands.

3.2. Variation der Penetration

Die Einstellung der Penetration erfolgt über die Vertikalzustellung des Querträgers am Schlitten. Der für die Vertikalzustellung zuständige Zylinder, ist über eine im Schlitten geführte Konstruktion mit dem Querträger verbunden. Eine Vertikalverstellung des Querträgers hat auch die Vertikalverstellung aller daran befestigten Teile bis hin zum Schneidwerkzeug zur Folge.

Zu Beginn eines jeden Schneidprogramms muss zuerst für jeden neuen Block der Nullpunkt bestimmt werden. Die Bestimmung des Nullpunkts erfolgt durch die manuelle vertikale Zustellung des Schneidwerkzeugs. Der Vertikale Nullpunkt wird bei der erstmaligen Berührung zwischen Gesteinsblock und Schneidwerkzeug festgelegt. Im Steuerungsprogramm wird diese Vertikalzustellung als Nullpunkt definiert. Danach wird das Schneidwerkzeug in seine Ausgangslage zurückbewegt.

Die gewünschte Penetration kann anschließend mit einer Genauigkeit im Zehntelmillimeter-Bereich ins Steuerungsprogramm eingegeben werden. Nach dem Start des automatisierten Schneidvorgangs stellt die Maschine die eingegebene Penetration, bezogen auf den definierten Nullpunkt, automatisch zu. Aufgrund der hydraulischen Zustellung können Abweichungen zwischen dem Soll- und Ist-Wert im Bereich von maximal 0,5mm auftreten. Um eine möglichst gleichmäßige Penetration zu gewährleisten wurden nur Zustellungen mit einer maximalen Abweichung von 0,2mm von der geforderten Penetration akzeptiert. Nach dem automatisierten Zustellen der Penetration benötigte der automatisierte Schneidvorgang eine manuelle Bestätigung zur Durchführung des Schnitts. Sofern die Abweichungen im Toleranzbereich lagen wurde diese erteilt. Andernfalls wurde der Versuch abgebrochen und der automatisierte Schneidvorgang neu gestartet. Anhand erster Versuche auf einem Probestück aus Imbersandstein wurde zum Schutz der Messensorik der Maschine eine maximale Penetration von 7mm für dieses Material festgelegt.

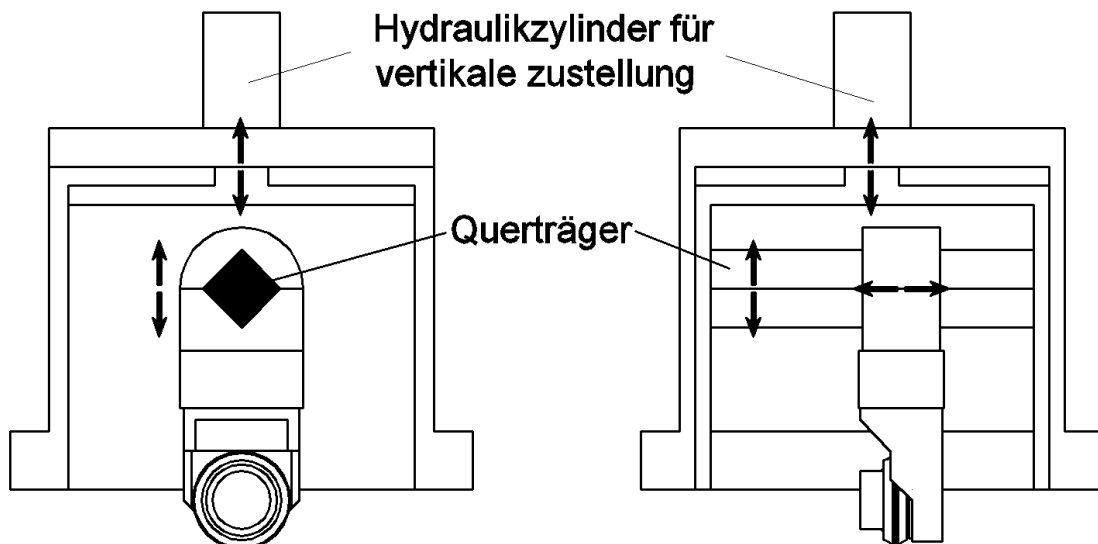


Abbildung 9: Bewegung des Querträgers durch Bewegung des Vertikalzylinders sowie Verschiebbarkeit der Werkzeughalterung entlang des Querträgers

3.3. Variation des Diskendurchmessers

Der LCM Prüfstand benötigt für jede einzubauende Werkzeugart eine eigene Werkzeughalterung, welche mit der Aufnahme am Querträger kompatibel sein muss. Die vorhandene senkrechte Diskenaufnahme ermöglicht den Einbau einer 10 Zoll Diske. Eine Veränderung des Durchmessers in dieser Diskenaufnahme ist nur im Millimeterbereich möglich. Abbildung 10 zeigt den schematischen Aufbau der Diskenaufnahme.

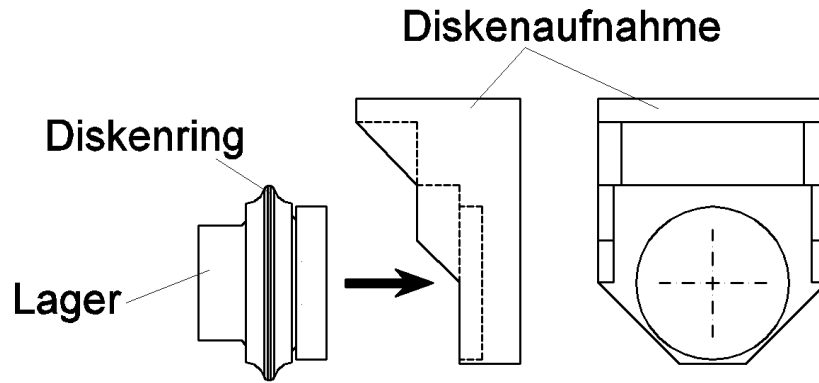


Abbildung 10: Diskenaufnahme

Bei einem geringeren Diskendurchmesser als 10 Zoll sinkt auch der Abstand zwischen Diskenaufnahme und dem zu schneidenden Gestein. Bei der Verwendung einer 10 Zoll Diske beträgt der Abstand zwischen Diskenaufnahme und Gestein bei Berührung der Diske mit dem Gestein 20mm. Die Abbildung 11 stellt die geometrischen Bedingungen bei der Gesteinsberührung dar:

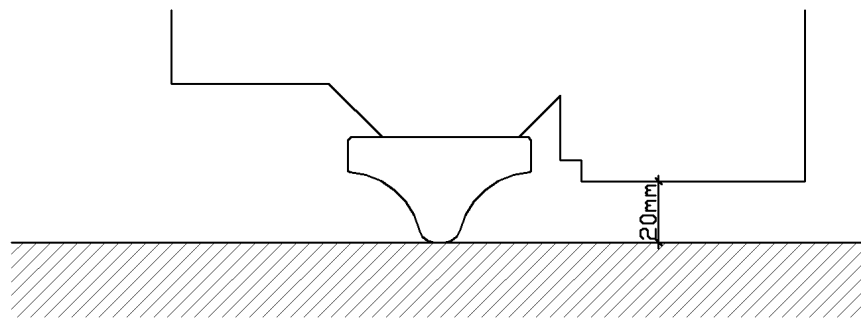


Abbildung 11: Geometrischer Zusammenhang zwischen Diske und Diskenaufnahme

3.4. Variation des Schneidspurabstandes

Der Arbeitsbereich des Prüfstandes beträgt 450mm. Der Schneidspurabstand ist innerhalb dieses Bereichs in Millimeterschritten beliebig wählbar. Die Zustellung kann mittels Steuerungssoftware bzw. manuell erfolgen. Die Zustellung erfolgt durch einen Antriebsmotor und kann daher sehr präzise gesteuert werden (Umdrehungssteuerung). Nach dem seitlichen Zustellen wird die am Querträger montierte Befestigung für die Diskenaufnahme mittels Druckluft verspannt.

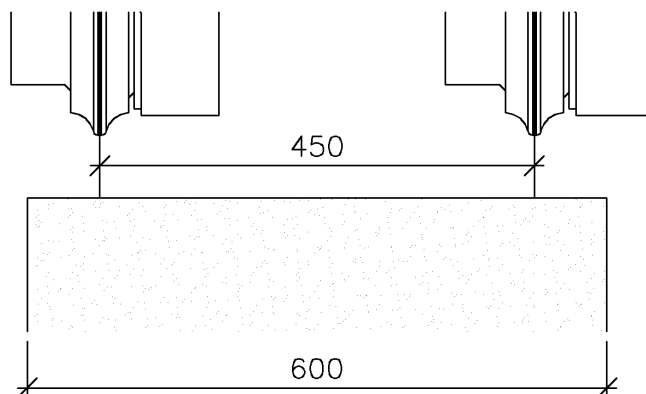


Abbildung 12: Maximaler Arbeitsbereich des Linearprüfstandes

3.5. Variation der Abrollgeschwindigkeit

Die Fahrgeschwindigkeit des Schlittens und somit auch die Abrollgeschwindigkeit der Diske werden vom Prüfstand über den Druck im Antriebszylinder gesteuert. Durch diese Steuerung ist eine exakt einstellbare und konstante Fahrgeschwindigkeit nicht vollständig realisierbar. Die maximale Betriebsgeschwindigkeit liegt bei ca. 1,5m/s. Der Schlitten wird in der Anfangsphase des Versuchs stark beschleunigt und erreicht innerhalb der ersten 5-30cm, je nach erforderlicher Betriebsgeschwindigkeit, die eingestellte Geschwindigkeit. Da diese Anfangsstrecke als Beschleunigungsweg zur Verfügung stehen muss, ist dieser Bereich von zu schneidendem Gestein frei zu halten. Nachdem die Maschine diesen Beschleunigungsbereich durchfahren hat, ist der Schlitten geringfügig schneller als die durchschnittliche Betriebsgeschwindigkeit über den Schnitt. Dieser Geschwindigkeitsüberschuss baut sich je nach Geschwindigkeit des Schnitts sehr rasch bzw. über den Verlauf des Schnittes ab. Der Kontakt mit der Diske am Gestein verzögert die Fortbewegung nur geringfügig und wird vom System sehr rasch ausgeglichen. Je langsamer der Schnitt umso gleichmäßiger kann die Schnittgeschwindigkeit gehalten werden.

Die Abbildungen 13 - 16 zeigen Schnitte mit vollständigem Kontakt und kontaktfreien Stellen sowie bei 99% und 20% Druck im Antriebszylinder:

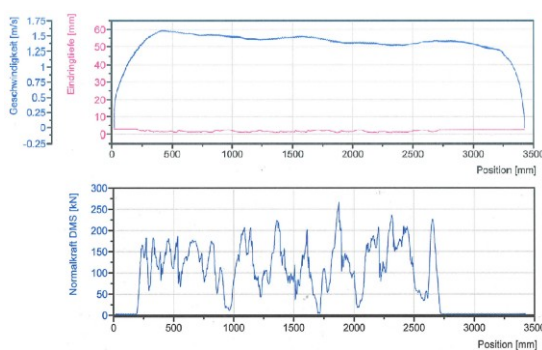


Abbildung 13: Schneller Schnitt mit vollständigem Kontakt

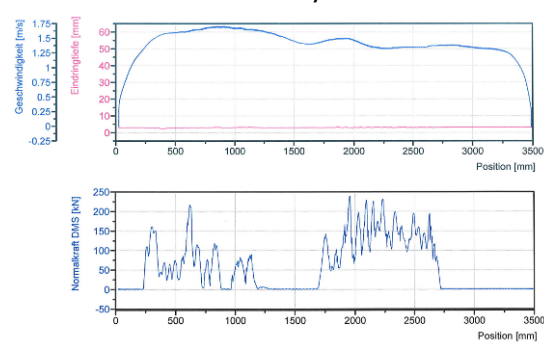


Abbildung 14: Schneller Schnitt mit unvollständigem Kontakt

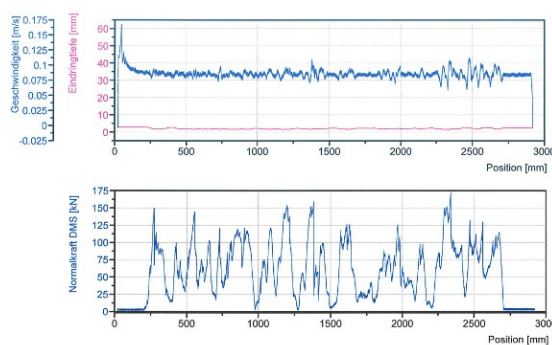


Abbildung 15: Langsamer Schnitt mit vollständigem Kontakt

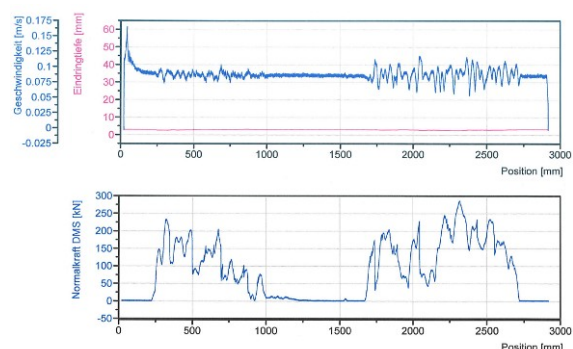


Abbildung 16: Langsamer Schnitt mit unvollständigem Kontakt

3.6. Energieeintrag

Die auf die Diske einwirkenden Kräfte werden mittels vorher kalibrierter und signalverstärkter Dehnmessstreifen (DMS) der Messsensoren aufgenommen und direkt in Form von Datenfiles auf dem Steuerungscomputer abgelegt. Es werden

Horizontal-, Seiten- und Rollkräfte aufgenommen. Des Weiteren werden die Positionsveränderungen des Schlittens und die der vertikalen Zustellung aufgezeichnet. Da in vertikaler Richtung während des Schnitts ein minimaler Weg zurückgelegt wird, wird rein physikalisch auch kaum Arbeit verrichtet. Die Hauptbewegung, welcher Kräfte entgegengesetzt werden, ist die der Bewegung des Schlittens in Fahrtrichtung. Integriert man die Streckenänderung, multipliziert mit den dort wirkenden Rollkräften auf, so ergibt sich der Energieeintrag pro Schnitt.

$$E = \int_{x_A}^{x_E} F(x) \cdot dx$$

E ...Energieeintrag [kJ]

F(x) ...Kraft entgegen der Fahrtrichtung an der stelle x [kN]

x_A ...Startpunkt [m]

x_E ...Endpunkt [m]

4. Versuchsaufbau

Da es das Ziel der Versuche war, einen Umrechnungsfaktor zwischen dem Ausbruchsmaterial des ungestörten Gebirges, welches durch einen Großblock repräsentiert wird, und 30cm großen hintereinander angeordneten und eingespannten Würfelblöcken zu finden wurden folgenden Versuchsaufbaue hergestellt.

Ein Großblock mit den Abmessungen 260/60/30cm wurde als Grundlage für die Untersuchungen verwendet. Die großen Abstände der Schnitte zum Rand und das Fehlen von künstlich eingebrachten Trennflächen sollten die Schneidbedingungen und das Chipverhalten in diesem Material an der Ortsbrust einer TBM möglichst realitätsnahe wiedergeben.

Im nächsten Schritt wurde der Einfluss der künstlich geschaffenen Trennflächen auf die Ergebnisse untersucht. Zu diesem Zweck wurden 60/30/30cm große Quader seitlich aneinandergereiht in der Wanne eingebettet. Die 60-iger-Blöcke stellten wie zuvor einen großen Abstand der Schneidspuren zum Randbereich des Blocks sicher. Dies ermöglichte bezüglich der Seitenstützung für die Schnitte gleiche Randbedingungen wie beim Großblock. Damit konnte, da nur der Parameter der Durchtrennung verändert wurde, auf den Einfluss der künstlichen Trennflächen geschlossen werden.

Im letzten und dritten Schritt wurde der Versuchsaufbau durch den Einsatz der aneinander gereihten schmälere 30/30/30cm Blöcke und einer anderen Form der Lagerung verändert. Dies hatte vorwiegend Auswirkungen auf die Seitenstützung des Gesteins. Die Randschnitte lagen näher am Rand der Gesteinsblöcke und die Lagerung erfolgte nicht wie zuvor beim Großblock bzw. den 60-iger-Blöcken, sondern, wie im Abschnitt V-5.5.4 detaillierter beschrieben, durch Einspannen mittels Schraubkonstruktionen. Die Auswirkung dieser Einflüsse wurde wiederum in den Sieblinien sichtbar.

Die Abbildung 17 zeigt den Grundriss der Anordnung der Gesteinsblöcke der drei verschiedenen Versuchsaufbauten:

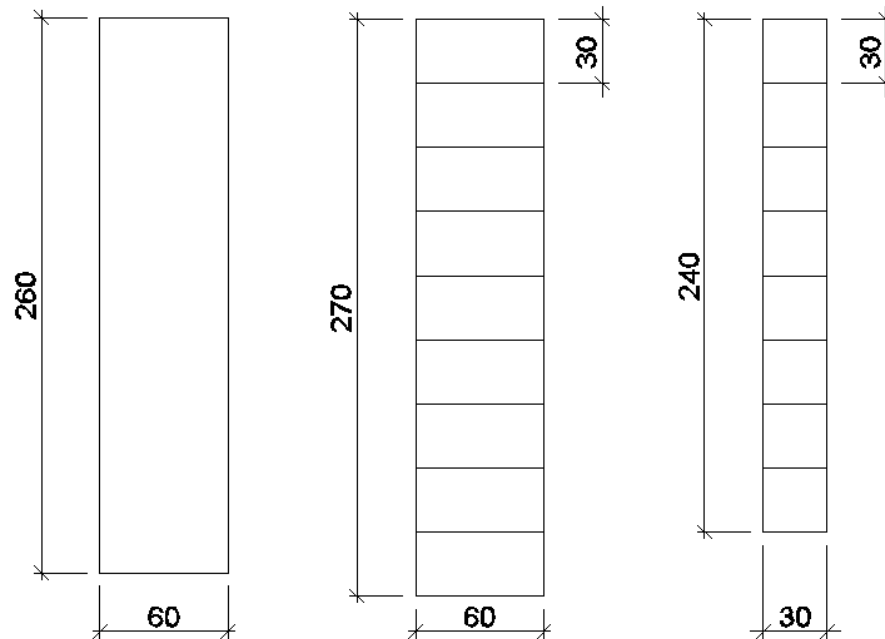


Abbildung 17: Grundriss der Anordnung der Gesteinsblöcke der drei verschiedenen Versuchsaufbauten

4.1. Schneidprogramm

Zur optimalen Ausnutzung der Gesteinskörper war die Wahl geeigneter Schneidprogramme erforderlich. Die Versuche an einem Testblock und am ersten Großblock wurden zur Optimierung dieser Programme verwendet.

Folgende Schneidspurabstände wurden für die Versuche gewählt:

- 40mm
- 60mm
- 80mm
- 100mm

Folgende Penetrationen wurden für die Versuche gewählt:

- 3mm
- 5mm
- 7mm

Aus der Kombination der Schneidspurabstände mit den Penetrationen ergaben sich 12 Variationen. Nach den Versuchen an den 60-Blöcken wurde auf die Varianten 3mm/80mm und 3mm/100mm auf Grund maschinentechnischer Probleme verzichtet.

Um möglichst realitätsnahe Ergebnisse zu erzielen, musste der Einfluss von vorangegangenen Schnitten in den gleichen Schnittspuren berücksichtigt werden. Dies wurde durch so genannte Bereinigungsebenen gewährleistet. Dabei wurden Schnitte in den gleichen Schneidspuren mit den gleichen Penetrationen wie bei den anstehenden Messschnitten gefahren um das Gestein realitätsnahe vorzuschädigen. Das dabei entstehende Material wurde nicht zu Analysezwecken verwertet. Um die Bereinigungsebenen auf ein Minimum zu reduzieren, wurde entschieden, dass,

wenn möglich, zwei Schneidspurabstände pro Schneidebene getestet werden. Die Abbildung 18 und 19 zeigen beispielhaft die sich einstellenden Schneidspuren:



Abbildung 18: 40mm und 60mm Schneidspurabstände



Abbildung 19: 80mm und 100mm Schneidspurabstände

Die folgende Tabelle stellt die Abfolge der Schnittebenen am 2.Großblock und den 60-iger-Blöcken dar. Die gelb gekennzeichneten Schnittebenen wurden nur an den 60-iger-Blöcken vorgenommen. Die zweite Oberflächenbereinigung, hier grün gekennzeichnet, wurde am 2.Großblock von drei 3mm Ebenen auf drei 5mm Ebenen abgeändert.

Schneidprogramm für den 2.Großblock und die 60-iger-Blöcke am LCM-Prüfstand				
Anzahl Ebenen	Penetration [mm]	Gesamtpenetration [mm]	Diskensabstand [mm]	Zweck der Schnittebene
1	3	3	40 / 60	Oberflächenbereinigung
4	3	12	40 / 60	Messungen
4	5	20	40 / 60	Messungen
4	7	28	40 / 60	Messungen
3	3	9	80 / 100	Oberflächenbereinigung
6	3	18	80 / 100	Messungen
6	5	30	80 / 100	Messungen
6	7	42	80 / 100	Messungen
	SUMME	162		

Tabelle 2: Schneidprogramm für den 2.Großblock und die 60-iger-Blöcke

Die erste Oberflächenbereinigung sollte dem bisher noch unbeschädigten Gesteinsblock, wie zuvor beschrieben, eine erste, möglichst realitätsnahe Vorschädigung zufügen. Danach kam die erste Messreihe, bei der eine Penetration von 3mm mit Schneidspurabständen von 40mm und 60mm gefahren wurde (4 Schnittebenen). Die zweite Messreihe erfolgte mit einer Penetration von 5mm mit

den gleichen Schneidspurabständen und wiederum 4 Schnittebenen. Die anschließende 7mm Penetration Messreihe wurde wieder in den gleichen Schneidspurabständen in 4 Ebenen gefahren. Nach der 7mm Penetrationsreihe wurde der Abstand der Schneidspuren verändert. Um nun die neuen Schneidspuren mit Schneidspurabständen von 80mm und 100mm möglichst realistisch vorzuschädigen und gleichzeitig die Vorschädigungen der ersten Schnitte (40mm und 60mm Schneidspurabstand) nicht zu übernehmen wurde eine weitere Oberflächenbereinigung mit den Schneidspurabständen 80mm und 100mm durchgeführt (3 mal 3mm Penetration). Der weitere Versuchsablauf entsprach den 3, 5 und 7mm Penetrationsversuchen wie oben angeführt. Der Unterschied lag im Schneidspurabstand und der Anzahl der Schneidspuren pro Ebene. Die Anzahl der Schnittebenen wurde, da nur mehr ein „reiner Messschnitt“ pro Variation und Ebene gewonnen werden konnte, ebenfalls verändert und von vier auf sechs Ebenen erhöht. Das außerhalb der Schnitte anstehende Material wurde, sofern es nicht durch die Versuchsdurchführung selbst abgetragen wurde, mittels weiter außen liegender Bereinigungsschnitte und dem Einsatz von händischen Lösegeräten auf der Höhe der Schnittebenen gehalten.

Die Abbildung 20 stellt die Lage der einzelnen Schneidspuren sowie deren Abfolge für den 2.Großblock und die 60-iger-Blöcke dar:

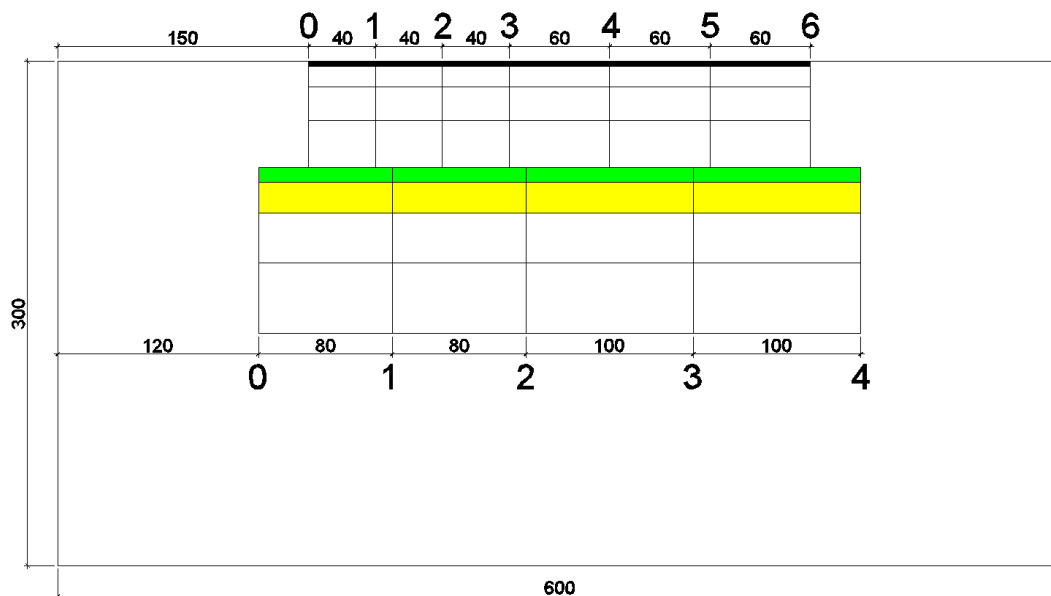


Abbildung 20: Lage der einzelnen Schnitte im Schneidprogramm für den 2.Großblock und die 60-iger-Blöcke

Die Randschnitte, im oberen Bereich die Schneidspuren null und sechs, und im unteren Bereich null und vier, sowie die Mittelschnitte (Schnitte zwischen zwei verschiedenen Schneidspurabständen), im oberen Bereich Schneidspur drei und im unteren Schneidspur zwei, wurden, da sie durch ihre geometrischen Bedingungen fehlerhaft beeinflusst wurden, nicht als vollwertige Messschnitte, sondern lediglich als Hilfs-Messschnitte gewertet. Die restlichen Schneidspuren im oberen Bereich eins, zwei, vier und fünf und im unteren Bereich eins und drei wurden als „reine Messschnitte“ bezeichnet und zur Auswertung herangezogen.

Nach den ersten Versuchen am 1.Großblock, bei denen die Schnitte nach der Reihenfolge der Schneidspurbezeichnung von null bis sechs aufsteigend geschnitten wurden, wurde das Programm wie folgt verändert. Als erster Schnitt in einer Schnittebene wurde der Mittelschnitt gesetzt. Anschließend wurde abwechselnd nach rechts und links vom Mittelschnitt nach außen gearbeitet. Dabei ergab sich folgende Reihenfolge der Schnittspuren: 3-4-2-5-1-6-0. Im unteren Bereich wurden, um Berührungen zwischen Diskenhalterung und Gestein zu verhindern, die Schnittspuren wie folgt nacheinander geschnitten: 4-3-2-1-0.

Das Schnittprogramm der 30-iger-Blöcke wurde mittels der Erfahrungen aus dem 2.Großblock und den 60-iger-Blöcken erstellt. Folgende Tabelle stellt die Abfolge der Schnittebenen dar.

Schneidprogramm für die 30-iger-Blöcke am LCM-Prüfstand				
Anzahl Ebenen	Penetration [mm]	Gesamtpenetration [mm]	Diskenabstand [mm]	Grund
3	3	9	40 / 60	Oberflächenbereinigung
4	3	12	40 / 60	Messungen
4	5	20	40 / 60	Messungen
4	7	28	40 / 60	Messungen
2	5	10	100	Oberflächenbereinigung
4	5	20	100	Messungen
4	7	28	100	Messungen
1	5	5	80	Oberflächenbereinigung
4	5	20	80	Messungen
4	7	28	80	Messungen
	SUMME	180		

Tabelle 3: Schneidprogramm für die 30-iger-Blöcke

Die erste Oberflächenbereinigung wurde auf drei 3mm dicke Ebenen erhöht, um sicherzustellen, dass jeglicher Randeinfluss der ungestörten Blockoberkante ausgeschaltet werden konnte. Aufgrund der geringen Blockgröße konnten die 80mm und 100mm Schnitte nicht auf einer Ebene untergebracht werden. So wurden, um reine Messschnitte zu erzeugen, die 80mm und die 100mm Schnitte auf verschiedene Ebenen verteilt. Das machte wie aus der Tabelle 3 und Abbildung 21 erkennbar, eine dritte Oberflächenbereinigung erforderlich.

Die Randschnitte und Mittelschnitte wurden auch bei dieser Probenserie nicht zur Auswertung herangezogen. Lediglich die Schnitte eins und drei aus der 40/60 Schicht und die Schnitte aus der Schneidspur eins aus den 100mm und 80mm Ebenen wurden als reine Messschnitte zur Auswertung herangezogen.

Die Reihenfolge der Schnitte wurde wie zuvor beim 2.Großblock und den 60-iger-Blöcken durchgeführt. Bei den 40/60 Schnitten wurde aus der Mitte mit der Schneidspurreihenfolge 2-3-1-4-0 geschnitten und bei den 100mm und 80mm wurde von rechts nach links 2-1-0 geschnitten.

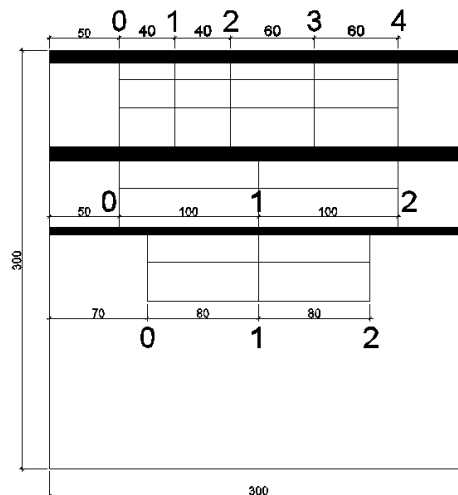


Abbildung 21: Lage der einzelnen Schnitte im Schneidprogramm für die 30-iger-Blöcke

Die Bezeichnung der Schnitte erfolgte nach folgendem Schema:

1_ ...Blockbezeichnung (1_ - 1.Großblock, 2_ - 60-Blöcke, 3_ - 2.Großblock, 4_ - 30-iger-Blöcke)

B_ ...Bereinigung (bzw. M für Messung)

40 ...40mm Schneidspurabstand (bzw. 60mm, 80mm, 100mm)

3 ...3mm Penetration (bzw. 5mm, 7mm)

1 ...Schnittebene dieser Variation(von 1 bis 6)

1 ...Schneidspur in der Schnittebene (0 entspricht der ersten Schneidspur links in Fahrtrichtung des Schlittens in der Ebene)

Bsp. 1_M_60_5_4_2 (1.Großblock, Schnitt aus der Messreihe, Schneidspurabstand 60mm, 5mm Penetration, 4.Schnittebene der Variation, 2.Schneidspur der Ebene)

4.2. Diskengeometrie und Lagerung

Da die am Prüfstand vorhandenen Disken nicht für die durchgeführten Versuche geeignet waren, musste eine neue Diske hergestellt werden. Anhand von Erfahrungen mit den am Prüfstand vorhandenen Disken in Kombination mit dem Imbergsandstein wurde entschieden, eine ähnliche Schneidkopfbreite der neu zu fertigenden Diske zu wählen. Da aber die Randkontur handelsüblicher Disken von den am Prüfstand vorhandenen Disken abwich, wurde eine neue Randkontur mit gleicher Breite des Schneidkopfs, aber größerer Abrundung an den Schneidkopfrändern gewählt. Diese Kopfform ist einer existierenden 17 Zoll-Robbins Diske nachempfunden. Die Flanken der Diske wurden aus geometrischen

Gründen verändert. Die Abbildung 22 zeigt einen Schnitt durch den Diskenring. Detaillierte Informationen siehe Anhang A.

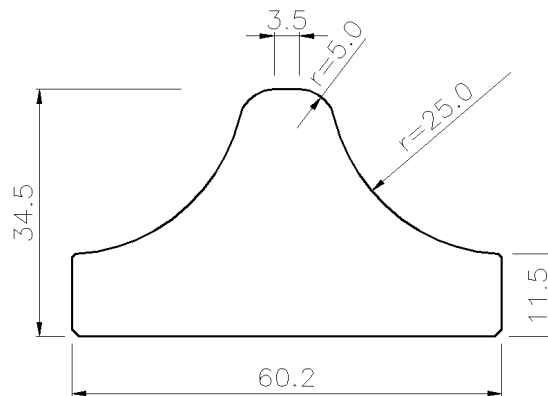


Abbildung 22: Oberflächenkontur der Diskenring

Als Diskenmaterial wurde Stahl des Typs K340 verwendet, der auf eine Härte von 58+-1HRC vergütet wurde. Der neu gefertigte Diskenring wurde auf das vorhandene Lager aufgeschumpft. Die Abbildung 23 stellt die Lagerung sowie den aufgeschumpften Diskenring dar.

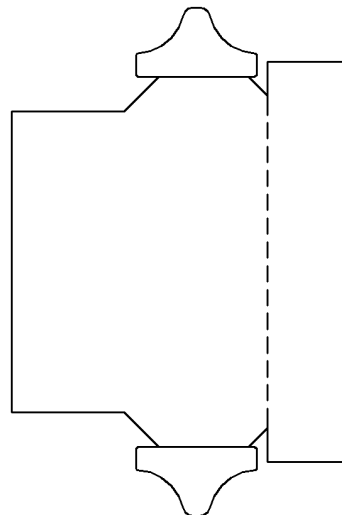


Abbildung 23: Schnitt durch den aufgeschumpften Diskenring auf dem Lager

Der Verbund aus Lager und Diskenring hatte ein Gesamtgewicht von ca. 36kg und wurde mittels Schraubenverbindung in der Diskenaufnahme befestigt.

4.3. Wannenmodifikationen

Die Vorversuche am Testblock und die Versuche am 1.Großblock brachten die Erkenntnis, dass zum Gelingen der Schneidversuche eine ausreichende Seitenstützung erforderlich war. Zu diesem Zweck mussten sowohl für die 60 cm breiten Gesteinsblöcke als auch für die 30 cm breiten Blöcke Umbauten an den Wannen vorgenommen werden.

Für die 60 cm breiten Blöcke wurde eine Wanne mit einem aufgeschweißten Aufbau modifiziert. Die Abbildung 24 stellt die ursprüngliche Wanne und die modifizierte Wanne inklusive dem eingebetteten 600 mm breiten und 300 mm hohen Block dar:

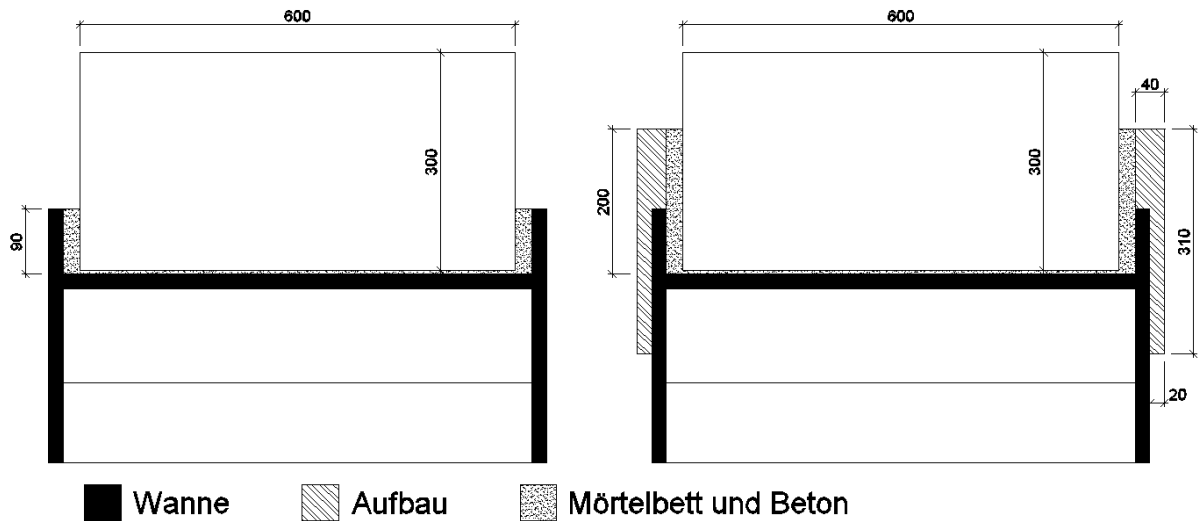


Abbildung 24: Wanne mit 60 cm breitem Block ohne und mit seitlichem Aufbau

Aus der Abbildung 24 ist ersichtlich, dass die seitliche Stützung um 110 mm erhöht wurde, was einen besseren Schutz der Außenkanten mit sich brachte. Im Stirnbereich der Wanne wurde ebenfalls ein derartiger Aufbau angebracht. Dieser wurde aber nicht fest mit der Wanne verschweißt, sondern als abnehmbare Schraubkonstruktion ausgeführt.

Zum Einbau der 30-iger-Blöcke wurde eine bereits modifizierte Wanne verwendet. Diese Wanne wurde für parallel am Prüfstand laufende Versuche umgebaut. Durch den Einsatz einiger für diesen Zweck speziell angefertigter herausnehmbarer Metallteile konnte die Befestigung der 30-iger-Blöcke realisiert werden. Die Details dazu werden im Abschnitt V-4.4.3 erläutert.

4.4. Fixierung und Lagerung der Gesteinsproben in der Wanne

4.4.1 Großblock

Zur Lagerung des Großblocks wurde die Wanne von Verunreinigungen gesäubert. Anschließend wurde innerhalb der Wanne eine ca. 1cm starke Ausgleichsmörtelschicht aus „SOPOR AMT 468“ aufgetragen. Der Großblock wurde in den frisch in der Wanne befindlichen Ausgleichsmörtel eingelegt. Der Spalt zwischen den Seitenwänden der Wanne und dem Großblock wurde rundherum mit vor Ort hergestelltem „BAUMIT-Trockenbeton 20“ vergossen. Der erste Schnitt am Großblock erfolgte 17 Tage nach der Einbettung. Um einen Kantenabbruch möglichst lange hinaus zu zögern wurden beim Versuch in Schnittrichtung rechts

der Blöcke zusätzliche Stützmittel in Form von Holzkeilen eingebracht. Diese wurden erst im Laufe des Versuchsfortschritts entfernt.



Abbildung 25: Eingebrachte Holzkeile zur Seitenstützung der 60-iger-Blöcke

4.4.2 60-iger-Blöcke

Die 60-iger-Blöcke wurden ebenfalls auf einer ca. 1cm starken Schicht aus Ausgleichmörtel „SOPOR AMT 468“ gelagert. Beim Einbau der Blöcke wurde darauf geachtet, dass die Blöcke geschlossen aneinander lagen. Dies wurde durch schrittweisen Einbau mit ausreichenden Erstarrungszeiten für den Mörtel und durch Verwendung von Schraubzwingen und Spanngurten realisiert. Nach dem Einbau der neun 60cm breiten Blöcke wurde der Spalt zwischen Wanne und den Blöcken wiederum mit vor Ort hergestelltem „BAUMIT-Trockenbeton 20“ vergossen. Der erste Schnitt an den 60-iger-Blöcken erfolgte 21 Tage nach der Einbettung. Die Holzverkeilung kam auch bei den 60-iger-Blöcken zum Einsatz.



Abbildung 26: Einbau der 60-iger-Blöcke mit Schraubzwingeneinsatz



Abbildung 27 : Einbau der 60-iger-Blöcke mit Spanngurteinsatz

4.4.3 30-iger-Blöcke

Da bei den 30cm breiten Blöcken der Abstand der Randschnitte zur Außenkante der Blöcke wesentlich geringer war, musste eine andere Art der Lagerung gefunden werden. Um die Außenkanten zu schützen, musste die Seitenstützung des Blocks viel höher reichen. Fixe Konstruktionen in solchen Höhen würden während der Versuchsdurchführung zu erheblichen Problemen führen, da die Diskenaufnahme an

diesen hoch stehenden Teilen streifen bzw. durch sie komplett in ihrer Bewegung behindert würde. Beim kompletten Einbetonieren bis zur Oberkante der Blöcke müsste der anstehende Beton in regelmäßigen Intervallen zeitaufwendig abgetragen werden.

Um nun eine höhenverstellbare Seitenstützung bis zur Oberkante der Blöcke zu gewährleisten, wurde eine schraubbare Konstruktion angefertigt. Schraubkonstruktionen machten es möglich, höhere Elemente zur seitlichen Abstützung nach Bedarf durch niedrigere zu ersetzen.

Um Aushärtezeiten von Beton bzw. Ausgleichsmörtel komplett zu eliminieren wurde die Versuchswanne plan geschliffen, sodass die eingestellten Blöcke satt auf der Oberfläche der Wanne auflagen. Die Abbildung 28 zeigt den Aufbau der Seitenstützelemente in einem Querschnitt durch die Wanne:

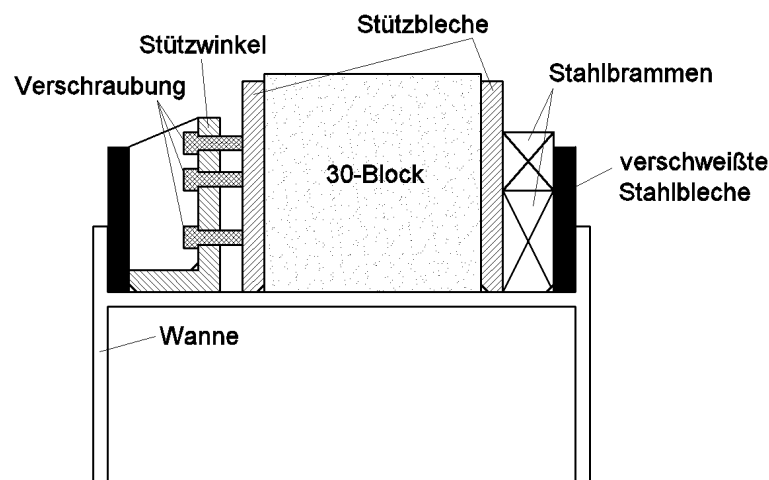


Abbildung 28: Seitenstützende Elemente der 30-iger-Blöcke

Die außen mit der Wanne fix verschweißten 30 mm breiten Stahlbleche gaben der Konstruktion die erforderliche Seitenstützung.

Die beiden rechts in Fahrtrichtung übereinander angeordneten Stahlbrammen erhöhten die Konstruktion noch zusätzlich und sorgten dafür, dass die Diskenaufnahme während des gesamten Versuchsablaufs genügend Seitenabstand zu den an der Wanne angeschweißten Stahlblechen hatte.

Die direkt am Block anliegenden Stahlbleche stützten den Block. Die Bleche waren 30 mm stark, 295 mm lang und zwischen 140 mm und 290 mm hoch. Die Abstufung der Höhe der Bleche erfolgte in sechs 25 mm Schritten (140 mm, 165 mm, 190 mm, 215 mm, 240 mm, 265 mm, 290 mm). Die Länge von 295 mm verhinderte das Übergreifen einer Platte auf mehr als einen Block, was eine saubere Lagerung behindert hätte. So konnte gewährleistet werden, dass jeder Block einzeln fixiert wurde. Diese direkt am Gesteinsblock anliegenden Stahlplatten konnten nach Bedarf durch niedrigere ausgetauscht werden. Dazu wurde die Schraubkonstruktion gelöst und die Platten konnten nach oben herausgezogen werden. Nach dem Einschieben niedrigerer Platten wurde die Konstruktion wieder verschraubt. So konnte gewährleistet werden, dass die Seitenstützung während der

Versuche aufrechterhalten wurde ohne mit der Diskenaufnahme die Einbauten zu berühren.

Der in der Konstruktion links anliegende Stützwinkel nahm die zur Verspannung notwendigen Schrauben auf. Der Stützwinkel stützte sich wiederum mit seinen Stegen an den angeschweißten Stahlblechen der Wanne ab. So konnte er bei der Verspannung der Schrauben die Kräfte in die Wanne einbringen.

Bei den Schrauben handelte es sich um 8.8 M20 mit 70 mm langem Gewinde. Die Schrauben zur seitlichen Fixierung wurden mit je 100 Nm Drehmoment angezogen. Verformungen der Seitenteile der Wanne machten ein höheres Drehmoment nicht möglich. Das Anziehen mit konstantem Drehmoment sollte eine möglichst gleichmäßige Einspannung gewährleisten.

Die Abbildung 29 zeigt die Zusammenstellung der einzelnen Teile im Grundriss:

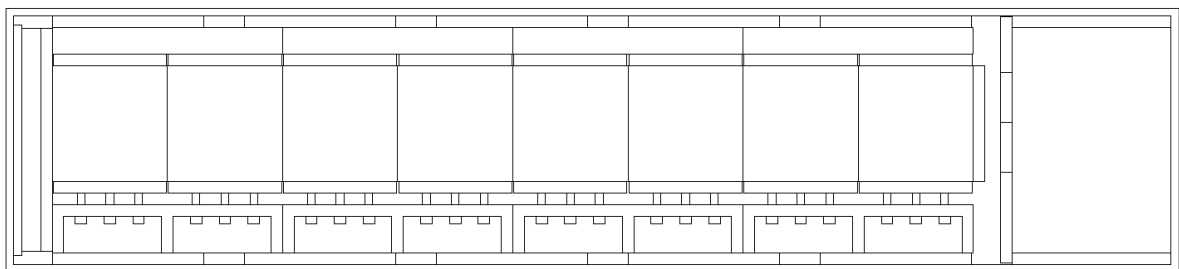


Abbildung 29: Zusammenstellung der Stützung der 30-iger-Blöcke im Grundriss

Wie man an dieser Zeichnung erkennt, waren die Stahlbrammen rechts und die Stützwinkel links jeweils über zwei Gesteinsblöcke gespannt. Die größeren Teile erhöhten die Stabilität und vermieden zu viele Einzelteile.

Die Stützung in Längsrichtung übernahm im vorderen Bereich ein Anschlag, welcher bei Fortschreiten der Versuche von seiner ursprünglichen Höhe von 200mm auf 120mm reduziert wurde. Im hinteren Bereich befand sich längs eine Verspanneinrichtung die zum Fixieren der Blöcke in Längsrichtung drei 10.8 M30 enthielt. Diese Schrauben wurden mit 300 Nm Drehmoment angezogen. Die Verspannvorrichtung griff dabei in freie Stellen der angeschweißten Stahlbleche ein. Deshalb wurden, wie aus der Zeichnung erkennbar, in regelmäßigen Abständen Stellen frei gelassen, um den Einbau von mehr oder weniger Blöcken zu ermöglichen. Die Fertigungszeichnungen der Einzelteile sowie eine Zusammenstellungszeichnung sind im Anhang B angeführt.

Die Verschraubung der Blöcke erfolgte in folgender Reihenfolge. Zuerst wurden die Blöcke mit der mittleren der jeweils fünf seitlichen Schrauben eines Feldes seitlich in Position gebracht. Danach wurde die mittlere der drei hinteren M30 Schrauben angezogen. Dabei wurde ein Drehmoment von 100 Nm aufgebracht. Anschließend wurden an den äußeren Blöcken beginnend die fünf Schrauben eines jeden Feldes angezogen. Mit der mittleren Schraube wurde begonnen. Die restlichen vier Schrauben wurden anschließend kreuzweise festgezogen. So arbeitete man sich schrittweise zur Mitte hin durch. Diese Prozedur des Anziehens der Schrauben von außen nach innen wurde ein zweites Mal wiederholt um etwaig locker gewordene Schrauben zu fixieren. Nachdem die seitliche Einspannung komplett war, wurden

die hinteren drei Schrauben auf 300 Nm angezogen, woraufhin die Blöcke vollständig verspannt waren.

Die Öffnung der Schrauben wurde in umgekehrter Reihenfolge vorgenommen. Begonnen wurde mit den M30 der Längsverspannung. Danach wurden die seitenstützenden Schrauben aus den mittleren Feldern gelockert. Wonach dann die Schrauben in den nächsten nach außen folgenden Feldern gelockert wurden. Dieser Vorgang setzte sich so lange fort bis alle Schrauben gelockert waren. Es war aber darauf zu achten, dass nur die Schrauben die zum Wechseln einer Platte nötig waren, komplett gelöst wurden. Die beiden benachbarten Schraubenfelder wurden nicht komplett gelöst, sondern hielten die benachbarten Blöcke noch in Position. Durch diese seitliche Fixierung wurde ein Verschieben des Blocks, an dem die direkt anliegenden Stahlplatten gewechselt wurden, verhindert. Nach der Auswechslung eines Stahlplattenpaars wurden die Schrauben wieder locker angezogen. Nachdem alle Platten, von der Mitte aus beginnend, ausgewechselt wurden, wurden die Schrauben wie im ersten Schritt beschrieben wieder vollständig verschraubt.

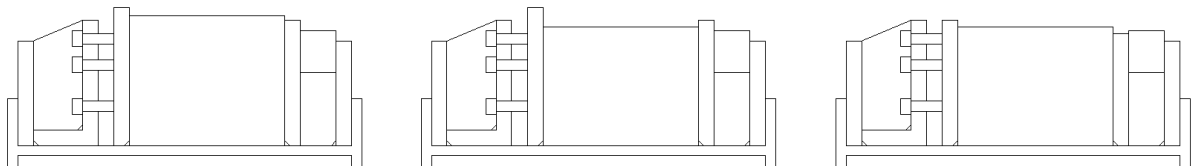


Abbildung 30: Schrittweiser Abbau des Gesteinsmaterials und der Seitenstützung

Das linke Bild in Abbildung 30 zeigt die Einspannung direkt nach einem Umbau. Das mittlere Bild zeigt einen Einspannungszustand mit der für diese Stahlplattenkombination geringsten möglichen Blockhöhe. Tiefere Schnitte in den Block würden zu Berührungen zwischen den stützenden Stahlplatten und der Diskenhalterung führen. Das rechte Bild zeigt die Einspannung nach dem nächsten Umbau. Um Material zu sparen, wurden jeweils nur 8 Stück pro Höhe der direkt an den Block anliegenden Stahlplatten angefertigt. Beim Auswechseln der Platten wurden rechts in Schnittrichtung die Platten ausgebaut und durch niedrigere ersetzt. Die Platten, die rechts ausgebaut wurden, wurden links eingebaut. Dies war anhand der Geometrie der Diskenaufnahme möglich.

Die Stahlbleche wurden während des Versuchs sechsmal gewechselt. Der Wechsel erfolgte nach folgenden Schnittebenen.

- nach der ersten 5mm Ebene mit 40mm und 60mm Seitenabständen
- nach der ersten 7mm Ebene mit 40mm und 60mm Seitenabständen
- nach den beiden Bereingungsebenen, vor der ersten 5mm Ebene mit 100mm Seitenabstand
- nach der vierten 5mm Ebene mit 100mm Seitenabstand, vor der ersten 7mm Ebene mit 100mm Seitenabstand
- nach der vierten 7mm Ebene mit 100mm Seitenabstand, vor der Bereingungsebene für die 80mm Schnitte
- nach der vierten 5mm Ebene mit 80mm Seitenabstand, vor der ersten 7mm Ebene mit 80mm Seitenabstand

Beim vierten Wechsel der direkt anliegenden Stahlbleche wurden die beiden oben angeordneten Schrauben mit 60Nm angezogen. Beim fünften und sechsten Wechsel wurde komplett auf die beiden oberen Schrauben verzichtet, da sie bedingt durch ihren erhöhten Einsatzort keinen Kontakt mehr zum Stahlblech hatten. Die Abbildung 31 zeigt die Einbauten direkt nach dem vierten, fünften und sechsten Wechsel der Platten:

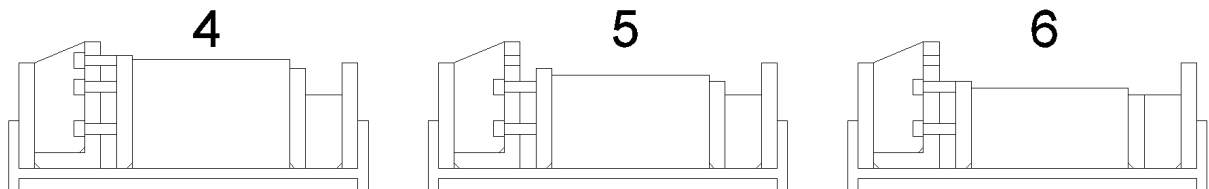


Abbildung 31: Darstellung der Seitenstützung nach dem vierten, fünften und sechsten Umbau

5. Probenentnahme

5.1. Probenentnahme der Messschnitte für Korngrößenanalysen

Um eine vollständige Entnahme der einzelnen Proben zu erzielen, waren Verluste durch herumfliegende Gesteinskörner zu minimieren. Zu diesem Zweck wurden etwaige schwer oder nicht zugängliche Stellen des Prüfstands so mit Folien abgedeckt, dass sich die dort etwaig sammelnden Körner von der Folie aufgefangen wurden. Eine leichte Entnahme auf der Folie wurde so ermöglicht. Des Weiteren wurden die auf dem Prüfstand montierten beidseitigen Rollabdeckungen zu Hilfe genommen um seitliche Verluste zu verhindern.

Die Probenentnahme erfolgte nach jedem erfolgreich durchgeführten Schnitt erst nach der Komplettabschaltung der Maschine und Sicherung mittels Sicherungsbolzen. Die Körner größerer Korngröße wurden händisch durch Klaubung entnommen. Die Feinkornanteile wurden mittels eines handelsüblichen Staubsaugers des Typs „Kärcher A 2204“ mit vorgeschaltetem Aschebehälter durchgeführt. Im Aschebehälter wurde zur Schonung der Körner bei der Entnahme am Behälterboden eine Folie aufgebracht. Das Vorschalten des Aschebehälters und der damit verbundene sehr kurze Weg von der Ansaugöffnung bis zum Aschebehälter wurden zum Zweck einer möglichst geringen Nachzerkleinerung im Saugsystem gewählt. Im Aschebehälter sammelten sich die Körner der größeren Kornfraktionen. Diese sind für eine Nachzerkleinerung anfälliger als sehr kleine Körner. Im Auffangbehälter des „Kärcher A 2204“ sammelten sich vorwiegend die Feinkornfraktionen. Die sich im Filter befindlichen Feinteile wurden durch Ausklopfen des selbigen zurück gewonnen. Diese Arbeit wurde mit größtmöglicher Sorgfalt durchgeführt um den Verlust an Feinkornanteilen so gering als möglich zu halten.

Nach der Entnahme der Probe wurde diese fotodokumentarisch aufgenommen, ihr Gewicht ermittelt und das Material in Probensäcken mit der zugehörigen Probenbezeichnung verschweißt und für weitere Untersuchungen ins Labor nach Leoben überführt.

5.2. Entnahme von geprüften Gesteinsblöcken zur Rissuntersuchung

Nach der Vollendung des Schneidprogramms auf den jeweiligen Blöcken wurden zur weiteren Untersuchung der Rissausbreitung die in der Wanne zurückgebliebenen Gesteinsblöcke entnommen. Dabei wurde darauf geachtet möglichst Schneidstellen mit ausgeprägter Schneidspur zu wählen. Es wurden ein Gesteinsblock aus dem 2.Großblock und ein Restblock aus den 30-iger-Blöcken entnommen. Eine Gewinnung eines Blocks aus den 60-iger-Blöcken wurde verabsäumt. Es ist noch darauf hinzuweisen, dass aufgrund des kompletten Durchreißen der Blöcke bis zur Wanne aus den 30-iger-Blöcken nur ein einziger nicht komplett durchgerissener Block für weitere Untersuchungen zu verwenden war. Die Ergebnisse der Analysen werden voraussichtlich in der Dissertation von Mag. Lassnig Klaus Veröffentlichung finden.

6. Korngrößenanalyse

Da das Hauptaugenmerk der Arbeit auf der Prognose von Kornverteilungen liegt, war die Analyse des Ausbruchskorns von essentieller Bedeutung. Um präzise Ergebnisse zu erhalten, wurde deshalb die Korngrößenanalyse vom Lehrstuhl für Aufbereitung und Veredlung an der Montanuniversität Leoben durchgeführt.

Das Probenmaterial wurde zur Korngrößenanalyse durch die folgenden vorab ausgewählten Norm-Prüfsiebe geteilt: 1,0 / 2,0 / 4,0 / 8,0 / 16,0 / 31,5 und 63 (mm). Die Kornklassen wurden nach ÖNORM B 3304 Punkt 4.2.2 durch Trockensiebung geteilt. Dabei wurde die Probe durch alle Siebe, beginnend mit dem größten und weiter durch das jeweils nächst kleinere, geschüttet. Mit jedem Sieb musste so lange gesiebt werden bis kein Durchgang mehr stattfand. Die Siebrückstände der Siebe wurden gewogen. Sollte während des Siebversuches mehr als ein Prozent der Ausgangsmasse verloren gehen, wurde der Versuch als ungültig ausgeschlossen. Aus den Siebrückständen konnte die Verteilung der Gesamtdurchgänge in Massenprozent berechnet werden. Diese Verteilungen lassen sich in einfach- bzw. doppellogarithmischen Diagrammen anschaulich darstellen.

7. Kornformanalyse

Zur Bestimmung der Kornform sieht die ÖNORM B 3304 das Ausmessen von 200 Körnern jeder Kornklasse vor. Die Körner wurden mit der Kornformschiebelehre nach Schulze ausgemessen. Dabei wurde der Massenprozentanteil mit einem Längen zu Dicken Verhältnis größer 3:1 bestimmt.

Um weitere Untersuchungen an den entnommenen Einzelproben zu ermöglichen, war die Vereinigung der Einzelproben zu Sammelproben der verschiedenen Variationen zur Entnahme der 200 Körner nicht möglich. Deshalb wurde folgende Variante zur Entnahme der Körner gewählt. Es wurde aus jedem gewertetem Messschnitt je nach Vorhandensein anderer gewerteter Messschnitte zwischen 30 und 150 Körner entnommen. Dabei wurde vorwiegend das Gewicht als Anhaltspunkt für die Menge der Körner herangezogen. Es zeigte sich, dass eine Menge von 400g in der Kornklasse 8/16mm ca. 200 Körnern entspricht. Um dabei sicherzustellen, dass genügend Körner ausgemessen wurden, wurde darauf geachtet, dass die Menge deutlich über den 400 g lag. Die ausgewählten Körner wurden, wie in der Norm vorgesehen, vermessen und gewogen. Anschließend wurden die Massen wieder rechnerisch zusammengeführt und die Auswertung vorgenommen.



Abbildung 32: Foto der Kornformschiebelehre

VI Ergebnisse

1. Gesteinseigenschaften

1.1. Einachsialer Druckversuch

Die Tabelle 4 enthält die Versuchsergebnisse der einachsialen Druckversuche. Es sind der Elastizitätsmodul (E) und der Verformungsmodul (V) sowie die beim Versuch verwendeten Oberspannungen (σ_o) und Unterspannungen (σ_u) angegeben. Weiters ist die Poissonzahl (ν) und die einachsiale Druckfestigkeit (σ_{UCS}), sowie die Dehnung (ε) angegeben.

Probenbezeichnung: TAM_SS B1_n_11			Beprobungsdatum: (20.04.2010)		
E-Modul	28,98 GPa	$\sigma_o=$	52,7 MPa	$\sigma_u=$	2,4 MPa
V-Modul	24,23 GPa	$\sigma_o=$	52,7 MPa	$\sigma_u=$	2,1 MPa
ν	0,13 -				
σ_{UCS}	128,71 MPa				
ε_l	$4,687 \cdot 10^{-3}$ -				

Probenbezeichnung: TAM_SS B1_n_22_2			Beprobungsdatum: (10.06.2010)		
E-Modul	34,86 GPa	$\sigma_o=$	52,7 MPa	$\sigma_u=$	2,6 MPa
V-Modul	31,54 GPa	$\sigma_o=$	52,7 MPa	$\sigma_u=$	2,1 MPa
ν	0,12 -				
σ_{UCS}	149,36 MPa				
ε_l	$4,127 \cdot 10^{-3}$ -				

Probenbezeichnung: TAM_SS B1_n_41			Beprobungsdatum: (20.04.2010)		
E-Modul	28,38 GPa	$\sigma_o=$	52,7 MPa	$\sigma_u=$	2,3 MPa
V-Modul	23,94 GPa	$\sigma_o=$	52,7 MPa	$\sigma_u=$	2,1 MPa
ν	0,12 -				
σ_{UCS}	123,97 MPa				
ε_l	$4,587 \cdot 10^{-3}$ -				

Probenbezeichnung: TAM_SS B1_n_51			Beprobungsdatum: (10.06.2010)		
E-Modul	33,08 GPa	$\sigma_o=$	52,7 MPa	$\sigma_u=$	2 MPa
V-Modul	25,07 GPa	$\sigma_o=$	52,7 MPa	$\sigma_u=$	1,6 MPa
ν	0,12 -				
σ_{UCS}	136,61 MPa				
ε_l	$4,645 \cdot 10^{-3}$ -				

Probenbezeichnung: TAM_SS B1_n_81			Beprobungsdatum: (10.06.2010)		
E-Modul	33,31 GPa	$\sigma_o=$	52,7 MPa	$\sigma_u=$	1,7 MPa
V-Modul	25,44 GPa	$\sigma_o=$	52,7 MPa	$\sigma_u=$	1,6 MPa
ν	0,13 -				
σ_{UCS}	146,46 MPa				
ε_l	$5,194 \cdot 10^{-3}$ -				

Mittelwert σ_{UCS} 137,022 MPa	Mittelwert E-Modul 31,722 GPa	Mittelwert V-Modul 26,044 GPa
Varianz σ_{UCS} 120,229 MPa ²	Varianz E-Modul 8,225 GPa ²	Varianz V-Modul 9,809 GPa ²
Standardabweichung σ_{UCS} 10,965 MPa	Standardabw. E-Modul 2,868 GPa	Standardabw. V-Modul 3,132 GPa

Tabelle 4: Ergebnisse der einachsialen Druckversuche

1.2. Dreiaxialer Druckversuch

Die Tabelle 5 enthält die Versuchsergebnisse der dreiaxialen Druckversuche. Es sind der Elastizitätsmodul (E) und der Verformungsmodul (V) sowie die beim Versuch verwendeten Oberspannungen (σ_o) und Unterspannungen (σ_u) für die Module angegeben. Weiters ist die Querdehnzahl der Versuche (ν) angegeben. Die Festigkeitswerte nach Mohr-Coulomb sind in Form des Reibungswinkels(φ) und der Kohäsion(c) angegeben. Es wurden auch die Kennwerte nach Hoek-Brown in Form der einachsialen Druckfestigkeit(σ_{ci}) und der Hoek-Brown Konstante (m_i) angeführt.

Probenbezeichnung: TAM_SS B1_n_61			Beprobungsdatum: (28.05.2010)		
E-Modul	29,24 GPa	$\sigma_o=$	21,14 MPa	$\sigma_u=$	2,06 MPa
V-Modul	18,04 GPa	$\sigma_o=$	21,14 MPa	$\sigma_u=$	1,89 MPa
ν	0,06 -				
φ	39,86 °				
c	39,80 MPa				
σ_{ci}	152,491 MPa				
m_i	14,221 -				
Probenbezeichnung: TAM_SS B1_n_71			Beprobungsdatum: (31.05.2010)		
E-Modul	34,09 GPa	$\sigma_o=$	21,14 MPa	$\sigma_u=$	2,07 MPa
V-Modul	19,13 GPa	$\sigma_o=$	21,14 MPa	$\sigma_u=$	1,9 MPa
ν	0,07 -				
φ	39,71 °				
c	39,82 MPa				
σ_{ci}	151,80 MPa				
m_i	14,108 -				
Probenbezeichnung: TAM_SS B1_n_72			Beprobungsdatum: (31.05.2010)		
E-Modul	35,35 GPa	$\sigma_o=$	21,14 MPa	$\sigma_u=$	1,97 MPa
V-Modul	19,75 GPa	$\sigma_o=$	21,14 MPa	$\sigma_u=$	2,13 MPa
ν	0,06 -				
φ	41,04 °				
c	41,42 MPa				
σ_{ci}	163,25 MPa				
m_i	15,198 -				
Mittelwert φ 40,21 °	Mittelwert c 40,35 MPa				
Varianz φ 0,02755 ° ²	Varianz c 0,86413 MPa ²				
Standardabweichung φ 0,166 °	Standardabweichung c 0,930 MPa				

Tabelle 5: Ergebnisse der dreiaxialen Druckversuche

1.3. Spaltzugversuch

Die Tabelle 6 zeigt die Spaltzugfestigkeit ($\sigma_{t,ind}$) der drei durchgeführten Spaltzugversuche:

Probenbezeichnung: TAM_SS_B1_p_13 Beprobungsdatum: (02.06.2010) $\sigma_{t,ind}$ 11,53 MPa		Mittelwert $\sigma_{t,ind}$ 11,94 MPa
Probenbezeichnung: TAM_SS_B1_p_23 Beprobungsdatum: (02.06.2010) $\sigma_{t,ind}$ 11,65 MPa		Varianz 0,36 MPa ²
Probenbezeichnung: TAM_SS_B1_p_23 Beprobungsdatum: (02.06.2010) $\sigma_{t,ind}$ 12,63 MPa		Standardabweichung 0,60 MPa

Tabelle 6: Ergebnisse der Spaltzugversuche

1.4. CAI-Versuche

Die Versuchsreihe wurde an den Bruchflächen von drei Spaltzugversuchen durchgeführt. Die Bezeichnung *_13, *_23 und *_33 bezeichnen dabei den Spaltzugversuch und die Endungen 1v2 bzw. 2v2 bezeichnen die jeweiligen Hälften eines Versuchs. Es wurden an den sechs Flächen jeweils fünf Prüfstifte verwendet. Jeder Prüfstift wurde nach dem Versuch jeweils von vier Richtungen vermessen. Der Mittelwert der Kopfbreite jedes Prüfstiftes ist aus Tabelle 7 zu entnehmen.

TAM_SS_B1_P_13 1v2		TAM_SS_B1_P_13 2v2		TAM_SS_B1_P_23 1v2	
Stift 1	362,0 μm	Stift 1	363,8 μm	Stift 1	300,5 μm
Stift 2	428,5 μm	Stift 2	486,3 μm	Stift 2	313,5 μm
Stift 3	309,5 μm	Stift 3	562,0 μm	Stift 3	285,5 μm
Stift 4	351,5 μm	Stift 4	341,8 μm	Stift 4	376,3 μm
Stift 5	383,8 μm	Stift 5	461,3 μm	Stift 5	424,5 μm
MW	367,1 μm	MW	443,0 μm	MW	340,1 μm
TAM_SS_B1_P_23 2v2		TAM_SS_B1_P_33 1v2		TAM_SS_B1_P_33 2v2	
Stift 1	406,0 μm	Stift 1	395,3 μm	Stift 1	384,8 μm
Stift 2	242,0 μm	Stift 2	398,8 μm	Stift 2	357,8 μm
Stift 3	421,3 μm	Stift 3	345,8 μm	Stift 3	410,8 μm
Stift 4	366,3 μm	Stift 4	273,0 μm	Stift 4	362,5 μm
Stift 5	385,5 μm	Stift 5	355,0 μm	Stift 5	418,0 μm
MW	364,2 μm	MW	353,6 μm	MW	386,8 μm

Tabelle 7: Vermessungsergebnisse der einzelnen Stifte des CAI-Tests

Die Abbildung 33 zeigt beispielhaft die Probe TAM_SS_B1_23 2v2 und die dazugehörigen fünf Stifte:

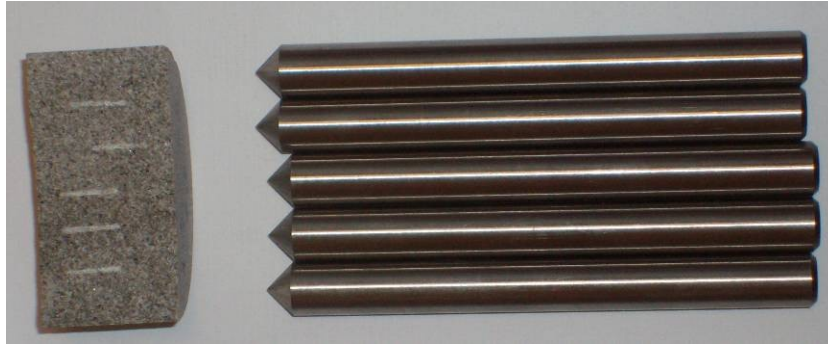


Abbildung 33: Probe TAM_SS_B1_23 2v2 und die zugehörigen Prüfstifte
 Der Mittelwert der durchgeführten Messungen ergab einen Wert von $375,77\mu\text{m}$ was einem CAI von 3,76 entspricht. Der kleinste Wert eines Stiftes liegt bei $242\mu\text{m}$ und der größte Wert bei $562\mu\text{m}$.

1.5. Mineralogie

Die Mineralogie und das Gefüge wurden anhand von drei Schliffen bestimmt. Die drei Schliffe zeigten identische Bilder. Lediglich der modale Mineralbestand unterschied sich geringfügig.

Der Imberg-Sandstein ist ein sehr homogener Ruhrsandstein welcher hauptsächlich silikatisch zementiert ist. Die Mineralkörner sind homogen verteilt und weisen keine bevorzugte Orientierung auf. Wesentliche Mineralphasen sind Quarz, Calcit, Muskovit und Feldspat. Der durchschnittliche Mineralbestand setzt sich wie folgt zusammen:

- Quarz: 61,8%
- Calcit: 20,1%
- Muskovit: 5,5%
- Feldspat: 12,6%

Genaue Auswertungsdetails finden sich im Anhang C

2. Schneidversuche

Die folgenden Daten und die anschließende Beschreibungen informieren über die am Linerprüfstand zerschnittenen Blockarten und die aufgetretenen Abweichungen vom erwarteten Verhalten.

2.1. Großblock

Masse 1186kg

Abmessungen: 260/60/30cm

Gesamtmasse Wanne + Block + Mörtel und Beton: 2627kg

Gesamtmasse nach dem Versuch: 1908kg

Aufgesammelte Probenmenge: 693,2kg

Masseverlust: 25,8 kg bzw. 3,73% der Schnittmasse

Optische Merkmale: Der Block wies an der Oberseite eine ca. 5cm rotbraune Sandsteinschicht auf. Der Rest des Blocks wies eine unverfärbte beige bis graue

Oberfläche auf. In der linken hinteren Ecke (in Schnittrichtung betrachtet) wies der Block eine senkrechte Struktur mit rotbräunlichen Einlagerungen auf. Das folgende Bild zeigt den Block kurz vor dem Einbetonieren in die Wanne.



Abbildung 34: 2.Großblock vor Einbettung in die Wanne

Der Block wies drei unerwartete Vorkommnisse auf. Zum Ersten stellte sich der Abbruch der rechten bzw. linken Außenkanten zu einem sehr frühen Zeitpunkt und sehr ausgeprägt ein. Eine vom Beginn der Versuche an wirkende Seitenstützung der rechten Seite mit einer Holzverkeilung brachte nur einen geringen Erfolg. Dies hatte zur Folge, dass eine Großzahl der im Schneidprogramm angesetzten Schnitte nur bedingt zur Auswertung verwendet werden konnten. Das zweite Ereignis stellte einen Ausbruch eines Kantenelements nahe dem rechten vorderen Eck dar. Der Bruch des Kantenstücks reichte bis in eine Tiefe von ca. 11cm und wies an der tiefsten Stelle eine kleine beinahe ebene Fläche auf. Das dritte Ereignis stellte das Anfahren einer Trennschicht dar. Diese prägte sich in einer Tiefe von ca. 9-11cm aus und beeinflusste die folgenden Variationen 5/80, 5/100, 7/80 und 7/100. Die folgenden Bilder zeigen die drei Vorkommnisse.



Abbildung 35: Abbruch der rechten und linken Kante



Abbildung 36: Ausbruch des Kantenelements rechts vorne mit einer Tiefe von ca. 11cm



Abbildung 37: Auswirkungen der Tensschicht

2.2. 60-iger-Blöcke

Masse(kg) / Abmessung-h/l/b(cm) beginnend mit dem vordersten Block in Schneidrichtung

1.Block): 138,2kg / 30,2/29,8/60,2cm

2.Block): 140,4kg / 30,0/30,0/60,5cm

3.Block): 138,4kg / 30,1/30,0/60,0cm

4.Block): 135,4kg / 30,3/30,0/60,0cm

5.Block): 138,6kg / 29,8/30,0/60,1cm

6.Block): 139,6kg / 29,9/30,1/60,1cm

7.Block): 136,8kg / 30,1/30,3/60,1cm

8.Block): 140,4kg / 30,1/30,1/60,0cm

9.Block): 133,8kg / 29,8/29,6/59,9cm

Gesamtmasse Wanne + Blöcke + Mörtel und Beton: 2634kg

Gesamtmasse nach dem Versuch: 1910kg

Aufgesammelte Probenmenge: 704,0kg

Masseverlust: 20,0kg bzw. 2,84% der Schnittmasse

Optische Merkmale: Die Einzelblöcke wiesen teilweise rotbraune Verfärbungen auf. Die folgende Abbildung gibt einen Überblick über die Blöcke.



Abbildung 38: 60-iger-Blöcke eingelegt in Wanne

Ein ausgeprägter Verlust der Kanten links und rechts konnte durch die Holzverkeilung und die Struktur der 60-iger-Blöcke größtenteils verhindert werden. Da beim Eintritt eines Bruchs nur immer ein Block betroffen war und meist die umliegenden Blöcke zur Stützung beitrugen, war der Verlust an den Außenkanten geringfügig. So mussten kaum Schnitte ausgeschieden werden. Ein Einfluss von Trennflächen konnte nicht festgestellt werden.

2.3. 30-iger-Blöcke

Die größte gemessene Abweichung vom Soll-Maß der Blöcke betrug 1mm. Die Massen der Blöcke vor und nach dem Schneiden betragen beginnend mit dem vordersten Block in Schneidrichtung:

1.Block): 69,0kg → 28,7kg

2.Block): 70,2kg → 29,8kg

3.Block): 70,4kg → 29,7kg

4.Block): 70,6kg → 29,3kg

5.Block): 69,8kg → 28,7kg

6.Block): 70,6kg → 29,6kg

7.Block): 69,8kg → 30,7kg

8.Block): 68,0kg → 29,3kg

Masse der Blöcke vor dem Schneiden gesamt: 558,4kg

Masse der Blöcke nach dem Schneiden gesamt: 235,8kg

Aufgesammelte Probenmenge: 319,7kg

Masseverlust: 2,9kg bzw. 0,90% der Schnittmasse

Optische Merkmale: Die Blöcke wiesen nur einen sehr geringen Anteil an rotbraun verfärbtem Sandstein auf. Schichtungen waren weder zu Beginn noch während der Versuche zu erkennen. Der Aus- und Einbau der seitlichen Stützbleche verlief im ersten Durchgang problemlos. Ab dem zweiten Schritt lösten sich teilweise Gesteinskörper von den Blöcken und sorgten für Komplikationen. Um eine möglichst gute Seitenstützung zu gewährleisten wurden diese sich ablösenden Teile wieder eingesetzt, bevor die Bauteile wieder verschraubt wurden. Es stellten sich mit dem Fortschreiten der Versuchsreihe ab der Variation 5/100mm senkrechte Risse durch den Block ein. Diese führten beim Auswechseln der Platten zu Verschiebungen des Gesteins. Bei diesem Vorgang öffneten sich die Risse. Da sich die Position der Gesteinsteile verändert hatte, schlossen sich die Risse nicht mehr vollständig beim Verschrauben der Konstruktion. Das hatte zur Folge, dass die

gesteinszerkleinernden Effekte immer mehr durch die entstandenen Risse bestimmt wurden.

3. Schnittausscheidung

Gewisse Einflüsse störten die Erzeugung einiger Proben während der Messschnittreihe. So wurden einige Proben erzeugt, die mit einem möglichst vergleichbaren und realistischen Schnitt nichts zu tun hatten. Deshalb war es vor der Auswertung notwendig diese Proben zu identifizieren und sie auszuschneiden. Des Weiteren gab es während der Analyse einige Analysefehler, die wiederum zum Ausschneiden einiger Proben führten.

Die folgenden Gründe der Probenausscheidung können unterschieden werden:

- Oberflächeneinfluss durch zu geringe Anzahl von Bereinigungebenen
- Ausbruch zur freien Kante hin
- Ausbruch auf Trennschicht
- Berührung der Diskenhalterung mit dem Gestein
- Reduktion der Schnittgeschwindigkeit für parallele Untersuchungen
- Analysefehler

Im Anhang D sind all jene Schnitte die zur Auswertung gebracht werden sollten angeführt. All jene, die aus den verschiedenen Gründen nicht analysiert bzw. nach der Analyse ausgeschieden wurden, wurden markiert und mit einer Begründung versehen. Für detailliertere Informationen stehen die fotografischen Aufnahmen sowie die Messwerte des Schneidprüfstands im digitalen Anhang F zur Verfügung. Die ausgeschiedenen Schnitte werden in den folgenden Ergebnissen nicht berücksichtigt.

4. Sieblinien

Jede der folgenden Sieblinien stellt das Produkt einer Sammelkurve dar. Es wurden alle Schnitte einer Blockart und einer Variation, die nicht ausgeschieden wurden, zu einer Kurve vereint.

Die folgenden Bilder zeigen die jeweils gleiche Variation in den drei verschiedenen Blockarten.

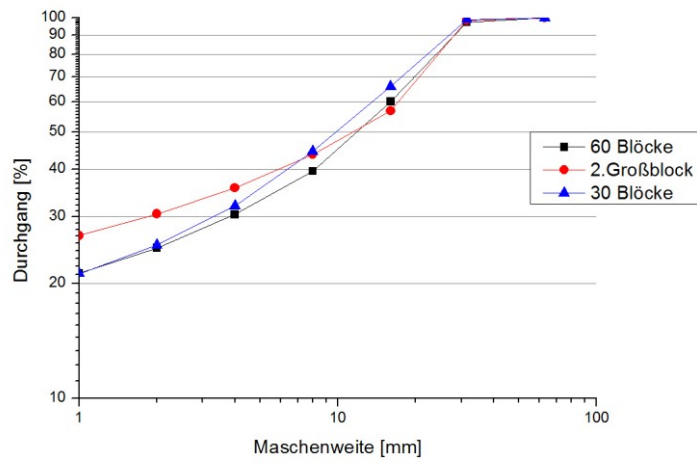


Diagramm 6: 3mm Penetration bei 40mm Schneidspurabstand

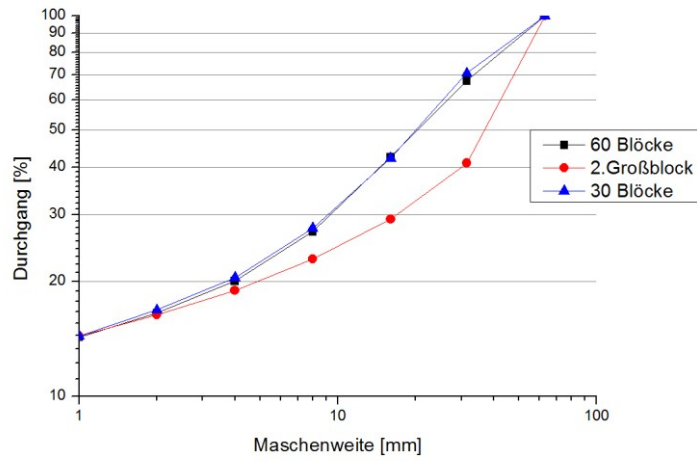


Diagramm 7: 3mm Penetration bei 60mm Schneidspurabstand

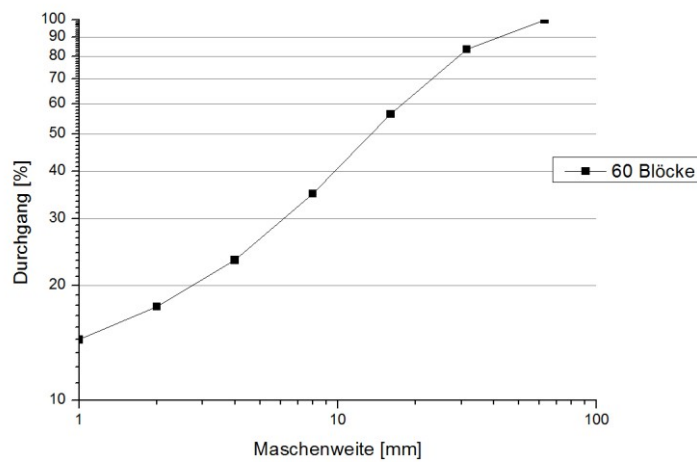


Diagramm 8: 3mm Penetration bei 80mm Schneidspurabstand

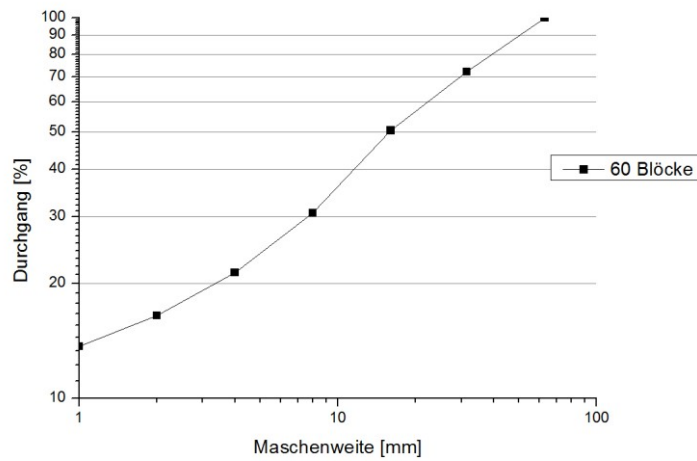


Diagramm 9: 3mm Penetration bei 100mm Schneidspurabstand

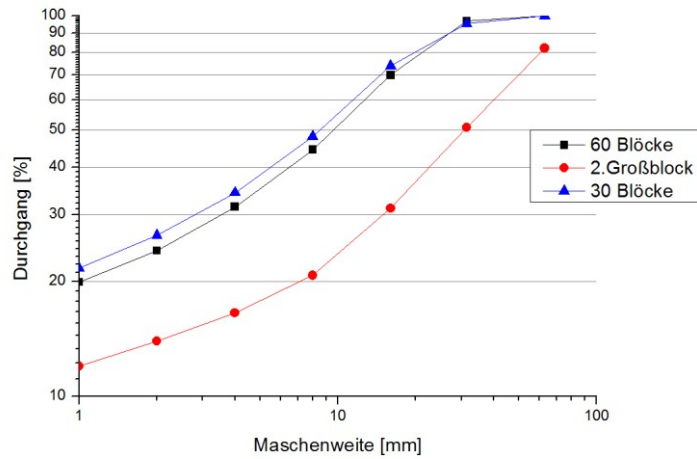


Diagramm 10: 5mm Penetration bei 40mm Schneidspurabstand

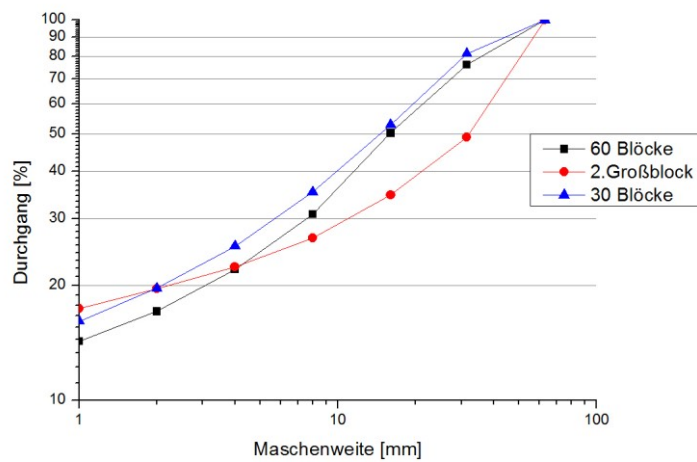


Diagramm 11: 5mm Penetration bei 60mm Schneidspurabstand

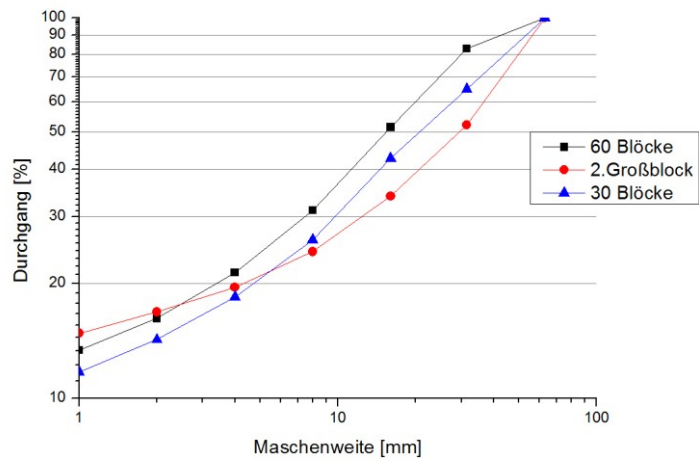


Diagramm 12: 5mm Penetration bei 80mm Schneidspurabstand

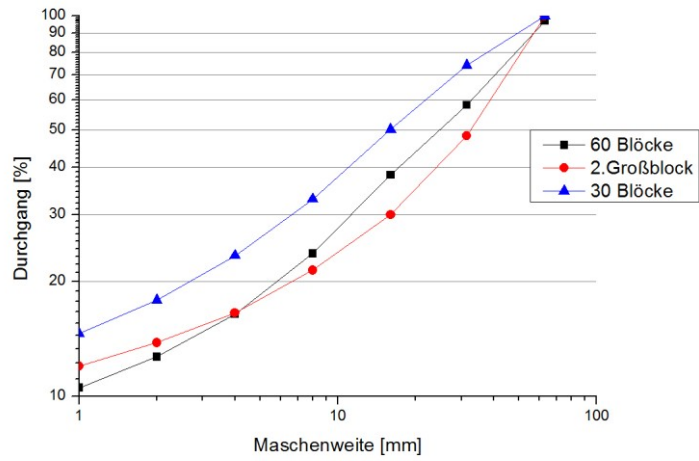


Diagramm 13: 5mm Penetration bei 100mm Schneidspurabstand

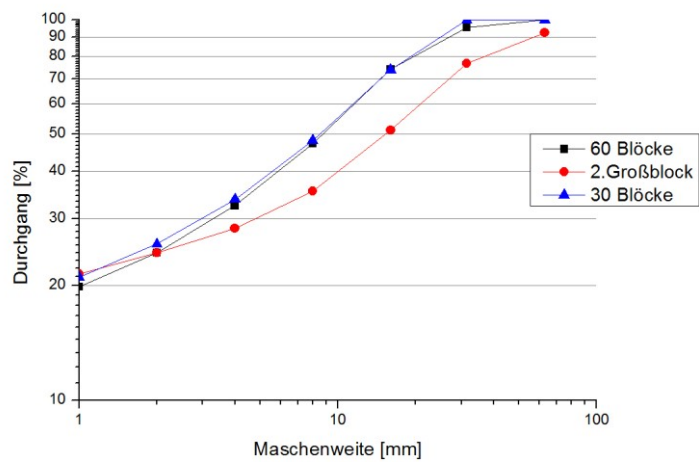


Diagramm 14: 7mm Penetration bei 40mm Schneidspurabstand

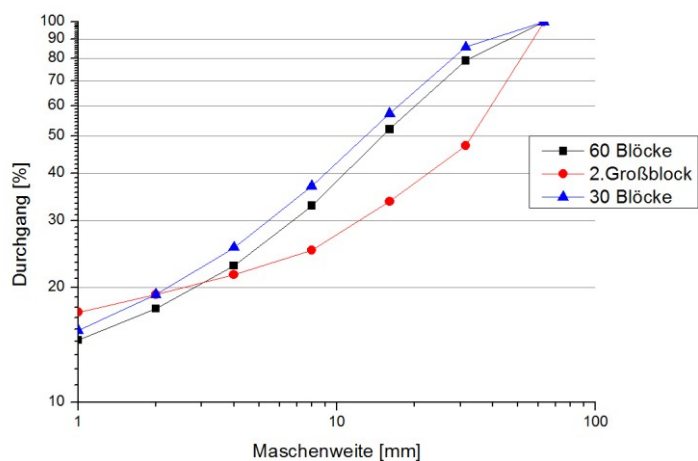


Diagramm 15: 7mm Penetration bei 60mm Schneidspurabstand

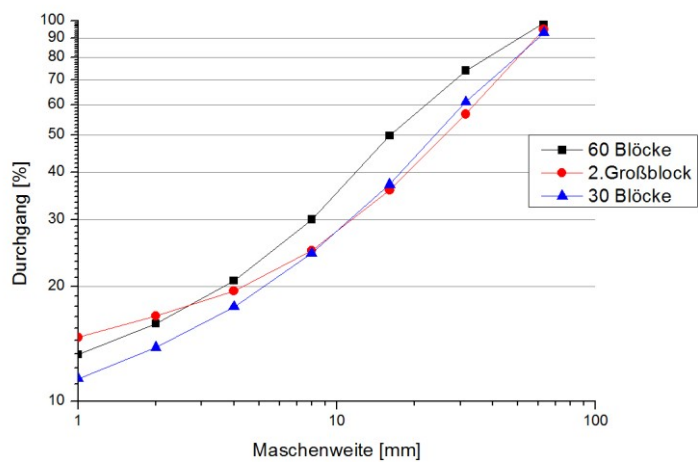


Diagramm 16: 7mm Penetration bei 80mm Schneidspurabstand

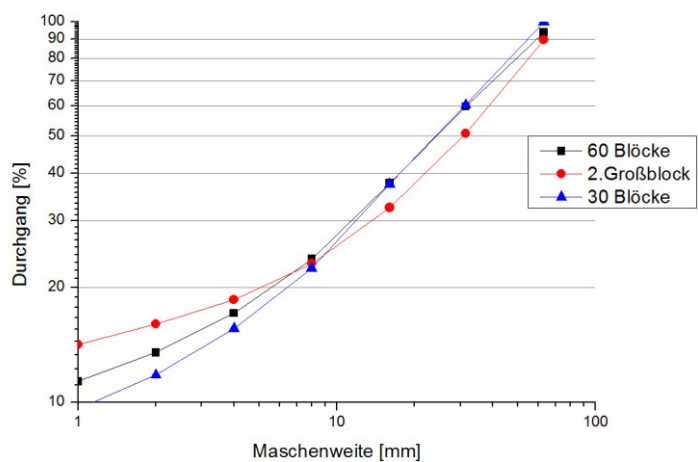


Diagramm 17: 7mm Penetration bei 100mm Schneidspurabstand

Die folgenden Bilder stellen die Veränderung des Ausbruchsmaterials durch Veränderung des Schneidspurabstandes bei gleicher Penetration je Blockart dar:

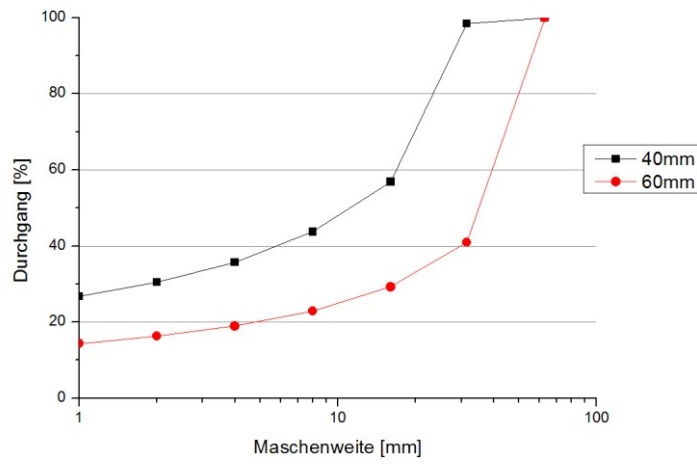


Diagramm 18: Sieblinien des 2.Großblocks bei 3mm Penetration

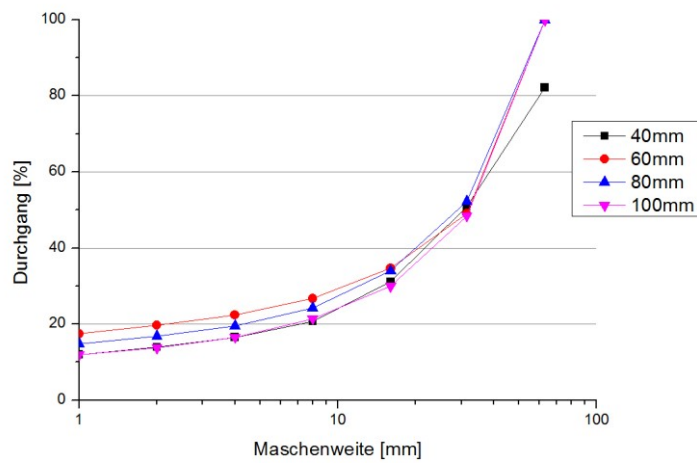


Diagramm 19: Sieblinien des 2.Großblocks bei 5mm Penetration

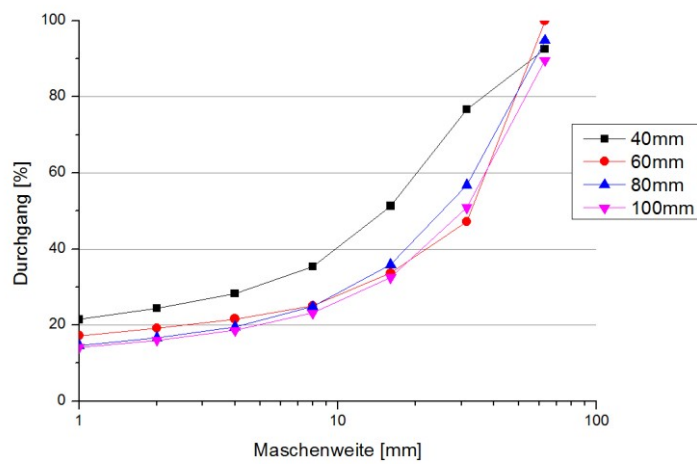


Diagramm 20: Sieblinien des 2.Großblocks bei 7mm Penetration

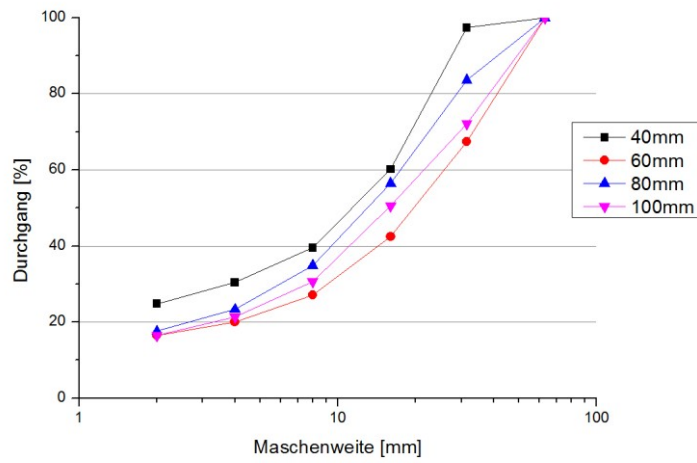


Diagramm 21: Sieblinien der 60-iger-Blöcke bei 3mm Penetration

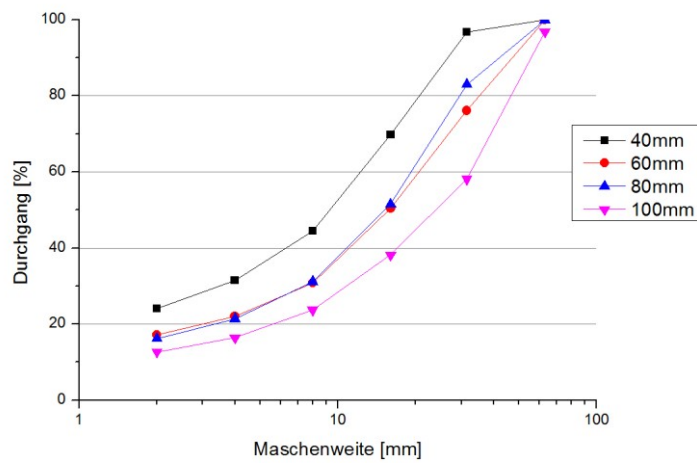


Diagramm 22: Sieblinien der 60-iger-Blöcke bei 5mm Penetration

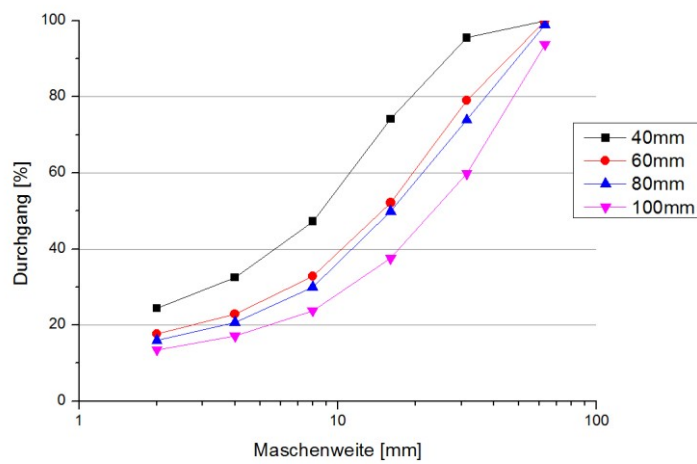


Diagramm 23: Sieblinien der 60-iger-Blöcke bei 7mm Penetration

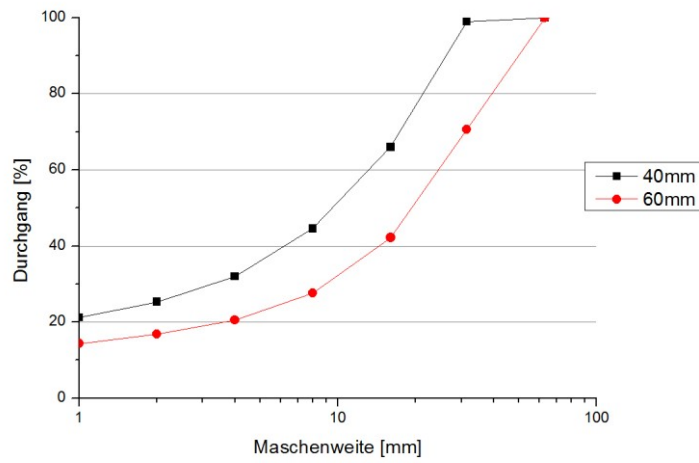


Diagramm 24: Sieblinien der 30-iger-Blöcke bei 3mm Penetration

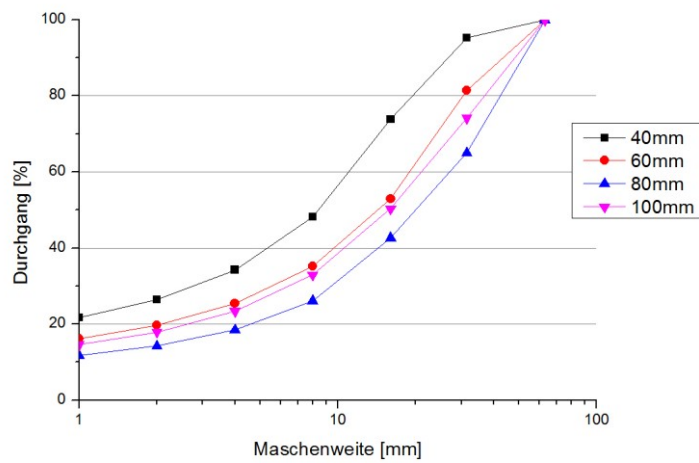


Diagramm 25: Sieblinien der 30-iger-Blöcke bei 5mm Penetration

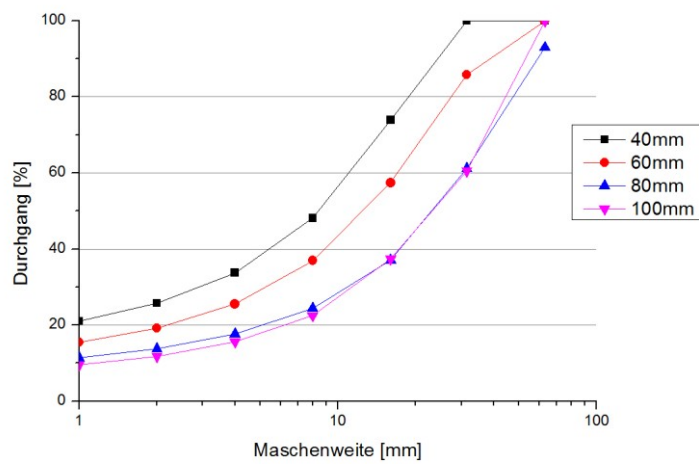


Diagramm 26: Sieblinien der 30-iger-Blöcke bei 7mm Penetration

Die folgenden Bilder stellen die Veränderung des Ausbruchsmaterials durch Veränderung der Penetration bei gleichem Schneidspurabstand dar.

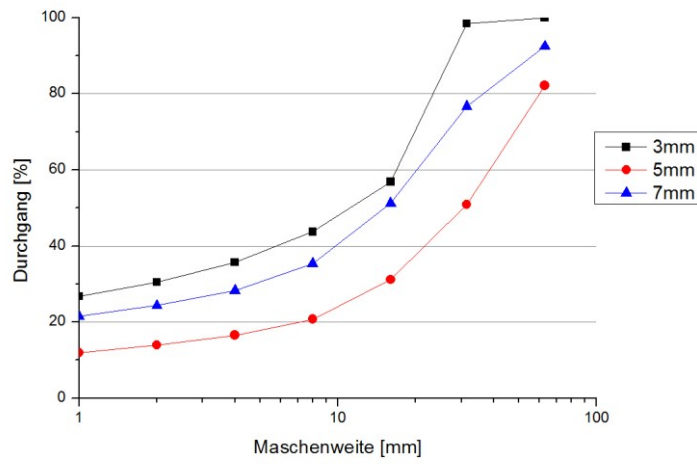


Diagramm 27: Sieblinien des 2.Großblocks bei 40mm Schneidspurabstand

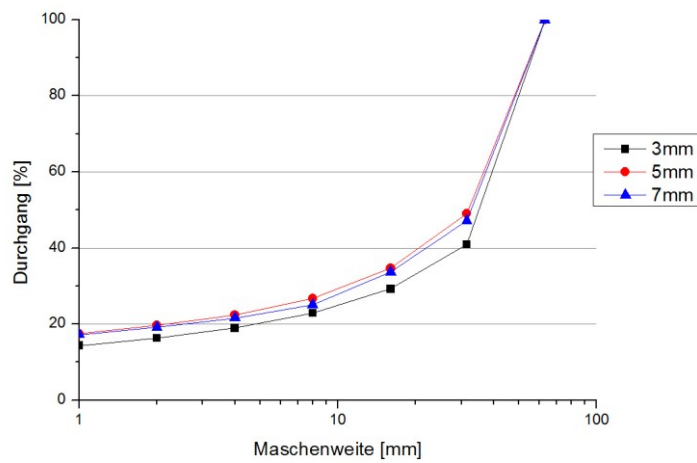


Diagramm 28: Sieblinien des 2.Großblocks bei 60mm Schneidspurabstand

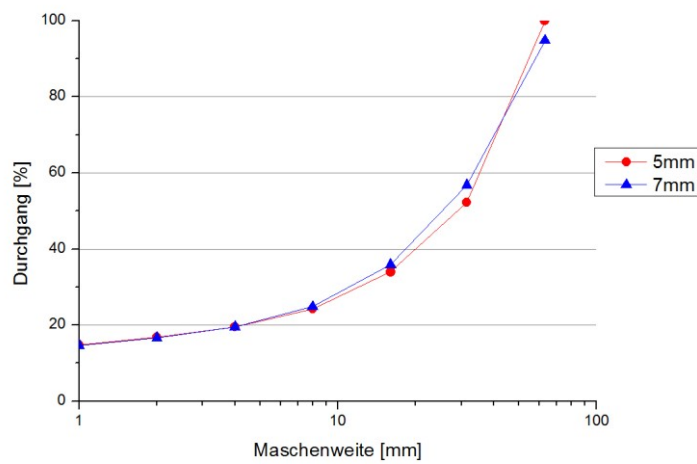


Diagramm 29: Sieblinien des 2.Großblocks bei 80mm Schneidspurabstand

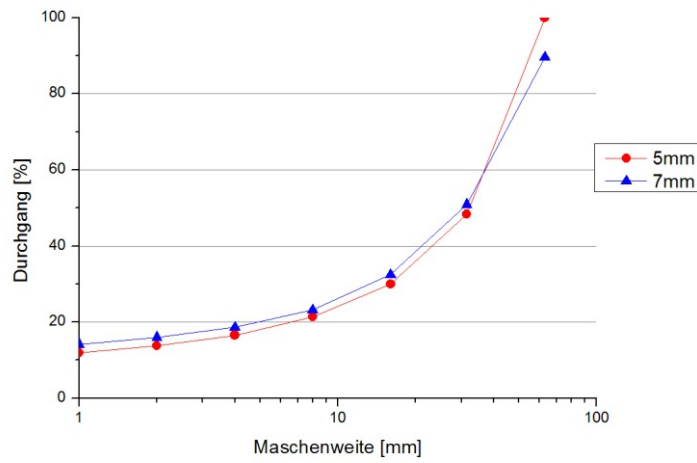


Diagramm 30: Sieblinien des 2-Großblocks bei 100mm Schneidspurabstand

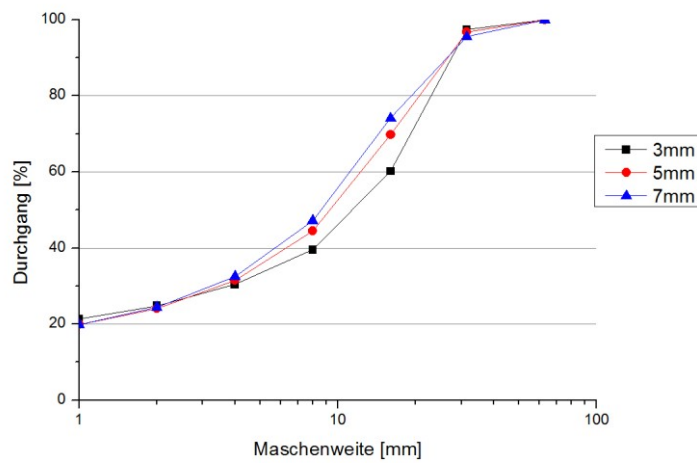


Diagramm 31: Sieblinien der 60-iger-Blöcke bei 40mm Schneidspurabstand

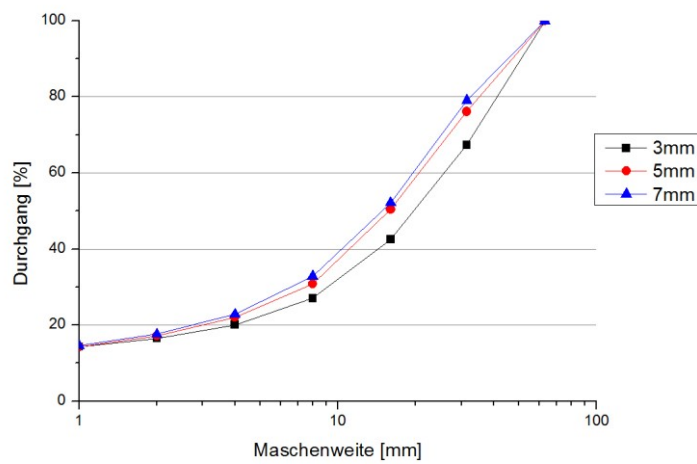


Diagramm 32: Sieblinien der 60-iger-Blöcke bei 60mm Schneidspurabstand

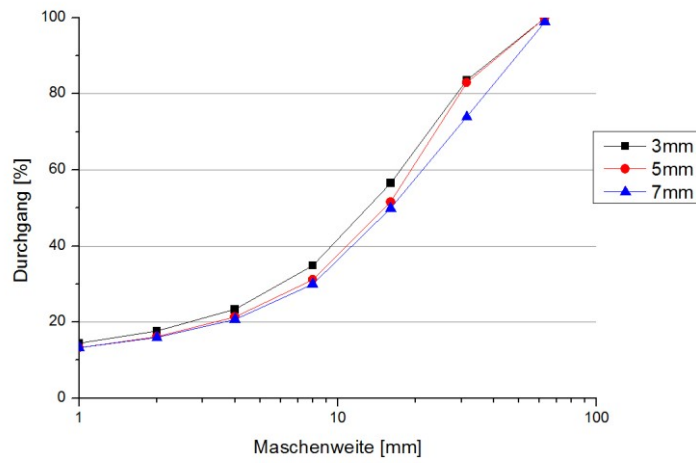


Diagramm 33: Sieblinien der 60-iger-Blöcke bei 80mm Schneidspurabstand

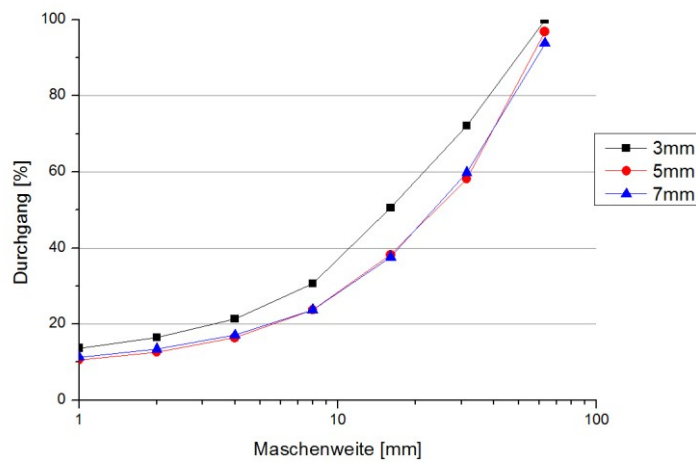


Diagramm 34: Sieblinien der 60-iger-Blöcke bei 100mm Schneidspurabstand

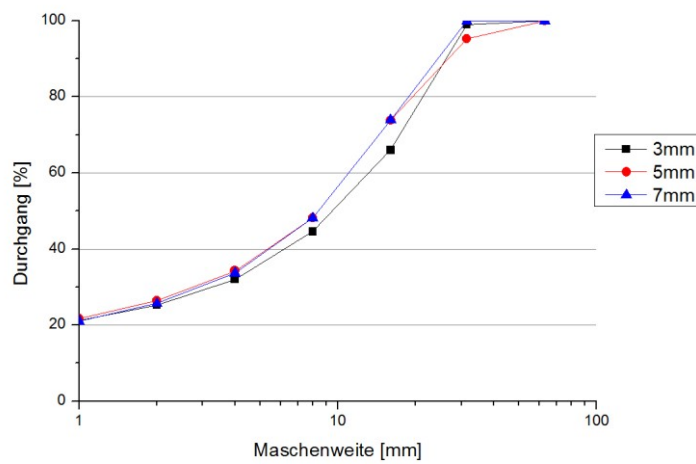


Diagramm 35: Sieblinien der 30-iger-Blöcke bei 40mm Schneidspurabstand

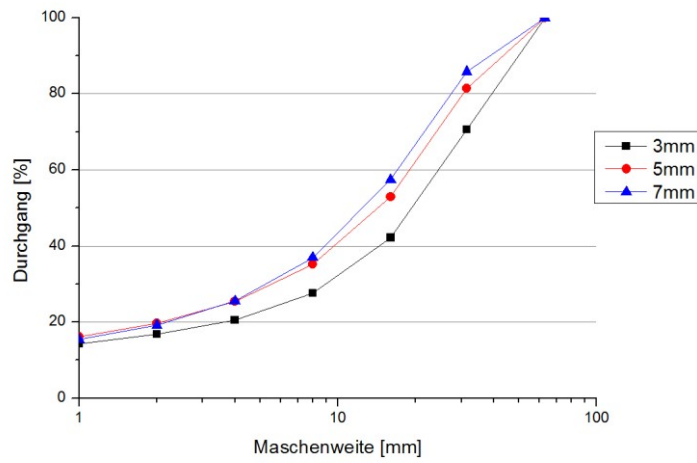


Diagramm 36: Sieblinien der 30-iger-Blöcke bei 60mm Schneidspurabstand

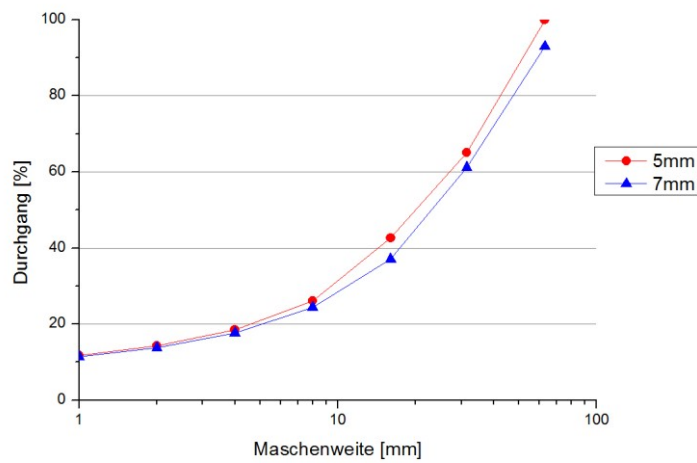


Diagramm 37: Sieblinien der 30-iger-Blöcke bei 80mm Schneidspurabstand

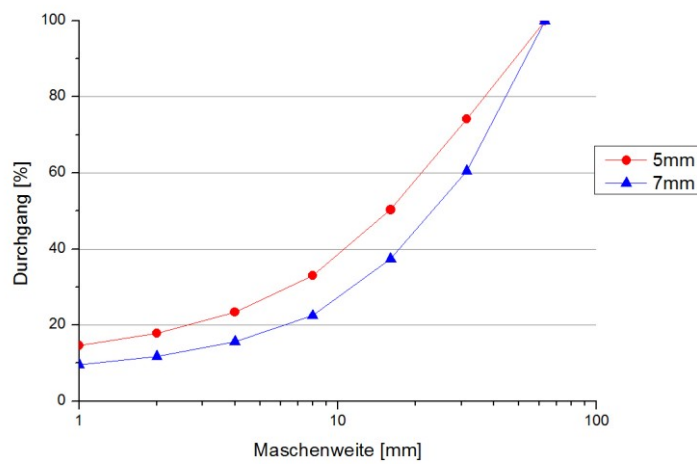


Diagramm 38: Sieblinien der 30-iger-Blöcke bei 100mm Schneidspurabstand

Die Werte der einzelnen Sammelkurven befinden sich im Anhang E. Detailliertere Informationen zu den einzelnen Proben befinden sich im digitalen Anhang G.

5. Energieeintrag

Die Energieeinträge der ausgewerteten Einzelschnitte wurden je Variation und Block summiert. Um die Energieeinträge vergleichbar zu machen, wurden die summierten Energieeinträge durch die summierten Massen der Variationen dividiert. So entstand ein vergleichbarer spezifischer Energieeintrag mit der Einheit kJ/kg.

Die Tabelle 8 zeigt die für die weitere Auswertung erforderlichen Daten. Die folgenden Variationen wurden wegen der Störeinflüsse bei den Schneidversuchen bei den Auswertungen des Energieeintrags komplett ausgeschlossen.

2.Großblock(3M): 5/40mm

30-iger-Blöcke(4M):5/80mm, 7/80mm, 5/100mm und 7/100mm

Variations- bezeichnung	Penetration [mm]	Schneidspurabstand [mm]	spezifischer Energieeintrag [kJ/kg]	Feinkornanteil <1mm [%]
60-iger-Blöcke				
2M 40 3	3	40	17,09	21,29
2M 60 3	3	60	11,07	14,29
2M 80 3	3	80	9,48	14,42
2M 100 3	3	100	12,44	13,68
2M 40 5	5	40	11,58	19,94
2M 60 5	5	60	11,48	14,29
2M 80 5	5	80	9,35	13,36
2M 100 5	5	100	7,66	10,52
2M 40 7	7	40	12,43	19,88
2M 60 7	7	60	10,84	14,55
2M 80 7	7	80	10,33	13,26
2M 100 7	7	100	10,15	11,33
2.Großblock				
3M 40 3	3	40	31,46	26,75
3M 60 3	3	60	15,78	14,38
3M 40 5	5	40	10,42	11,99
3M 60 5	5	60	18,70	17,42
3M 80 5	5	80	12,74	14,82
3M 100 5	5	100	10,79	11,99
3M 40 7	7	40	19,22	21,49
3M 60 7	7	60	16,30	17,24
3M 80 7	7	80	12,70	14,70
3M 100 7	7	100	13,35	14,18
30-iger-Blöcke				
4M 40 3	3	40	15,97	21,25
4M 60 3	3	60	10,00	14,38
4M 40 5	5	40	18,46	21,69
4M 60 5	5	60	14,49	16,14
4M 80 5	5	80	9,77	11,71
4M 100 5	5	100	13,86	14,59
4M 40 7	7	40	17,26	21,07
4M 60 7	7	60	11,38	15,44
4M 80 7	7	80	10,02	11,47
4M 100 7	7	100	8,59	9,59

Tabelle 8: Spezifischer Energieeintrag und Feinkornanteil der einzelnen Variationen

Die Theorie der Zerkleinerung von Gestein geht davon aus, dass die größte Menge des Energieeintrags in einem Korngemisch für die Herstellung des Feinkornes

benötigt wird. Die folgenden Abbildungen zeigen den Feinkornanteil bezogen auf den Energieeintrag aller Variationen und Blöcke.

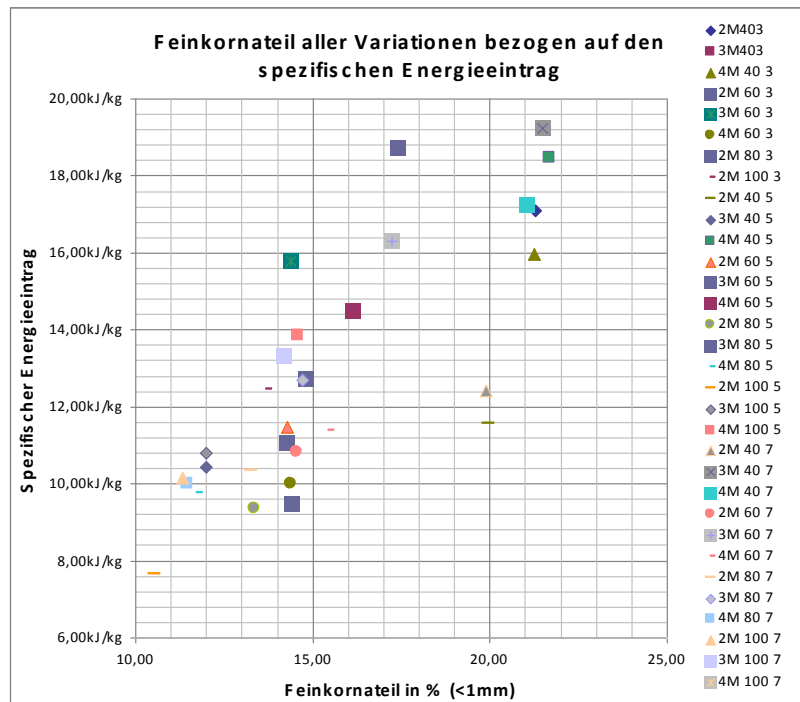


Diagramm 39: Feinkornanteil bezogen auf den spezifischen Energieeintrag aller Variationen

Trennt man nun die Punkte im Diagramm 39 nach den einzelnen Blöcken auf ergibt sich Diagramm 40.

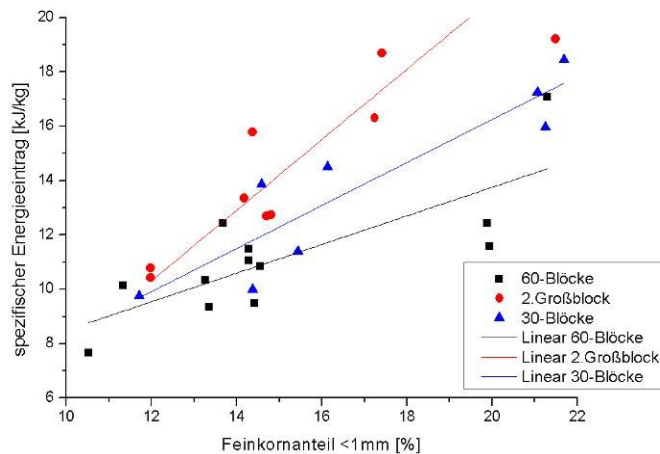


Diagramm 40: Feinkornanteil der Blöcke bezogen auf den spezifischen Energieeintrag
Die folgende Abbildung zeigt die Veränderung des spezifischen Energieeintrags bezogen auf die Veränderung des Schneidpurabstandes:

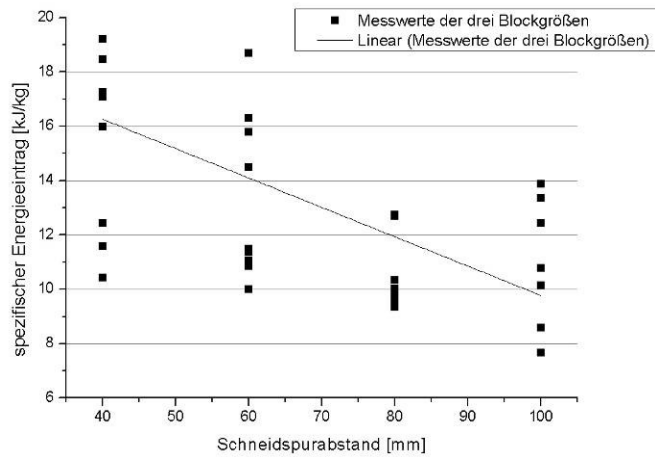


Diagramm 41: Veränderung des spezifischen Energieeintrags durch Variation des Schneidspurabstandes

Trennt man diese Punkte wieder in die einzelnen Blockgrößen auf, ergibt sich folgendes Bild:

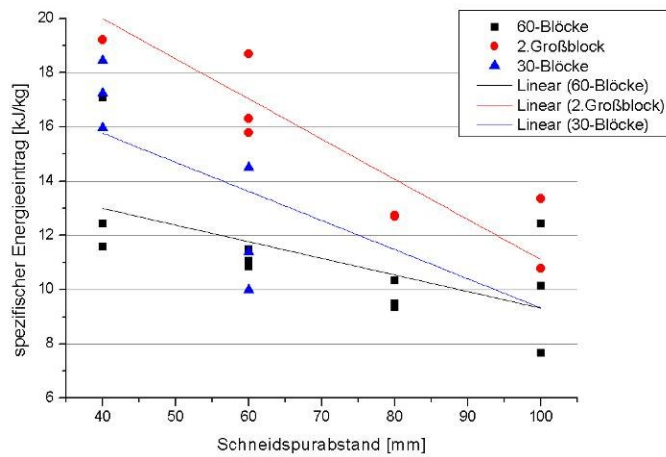


Diagramm 42: Veränderung des spezifischen Energieeintrags durch Variation des Schneidspurabstandes getrennt nach Blockarten

Differenziert man diese Kurve noch weiter nach den verschiedenen Penetrationstiefen, so erhält man folgende Kurven:

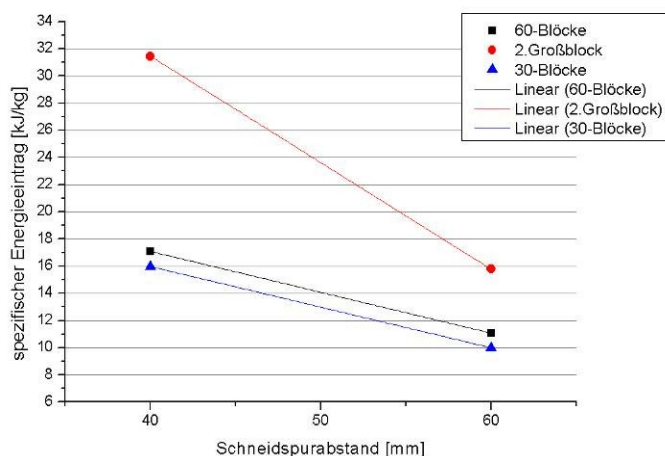


Diagramm 43: Schneidspurabstand zu Energieeintrag bei 3mm Penetration

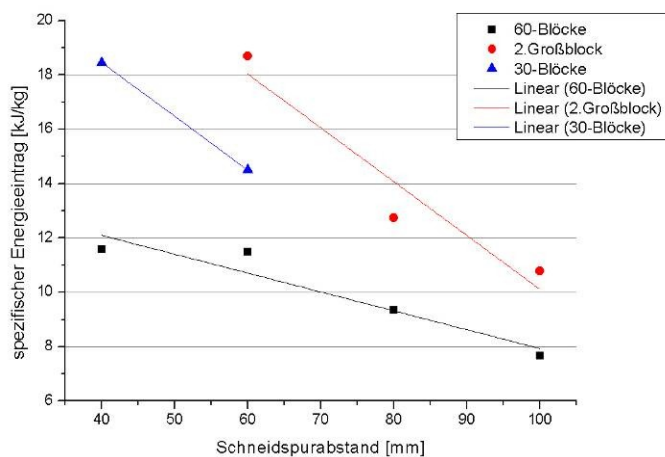


Diagramm 44: Schneidspurabstand zu Energieeintrag bei 5mm Penetration

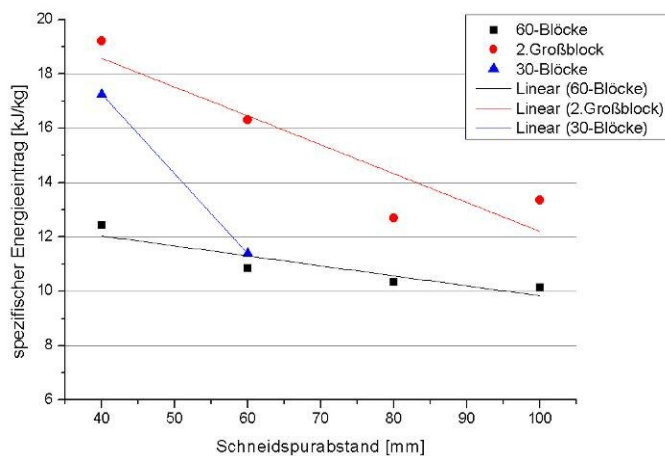


Diagramm 45: Schneidspurabstand zu Energieeintrag bei 7mm Penetration

Eine Veränderung der Penetration hatte auf den spezifischen Energieeintrag keinen signifikanten Einfluss. Informationen dazu befinden sich im Anhang E. Details zu den Energieeinträgen befinden sich ebenfalls im digitalen Anhang G.

6. Kornform

Die Tabelle 9 zeigt den prozentualen Anteil von gedrunenen (gedr.) und nicht gedrunenen (plattigen) Körnern über die einzelnen Schneidvariationen und die einzelnen Blöcke. Die farblich markierten Zellen stellen Variationen dar die durch Randeinwirkungen beeinflusst wurden. Die Werte sind zur Vollständigkeit angeführt:

Penetratoin [mm]	Schneidspurabstnad [mm]	60-iger-Blöcke		2.Großblock		30-iger-Blöcke	
		gedr. [m-%]	plattig [m-%]	gedr. [m-%]	plattig [m-%]	gedr. [m-%]	plattig [m-%]
3	40	27,02	72,98	6,01	93,99	40,02	59,98
3	60	27,92	72,08	6,22	93,78	38,17	61,83
3	80	54,01	45,99	-	-	-	-
3	100	46,62	53,38	-	-	-	-
5	40	53,56	46,44	15,01	84,99	35,58	64,42
5	60	42,24	57,76	3,66	96,34	38,28	61,72
5	80	45,96	54,04	13,41	86,59	42,00	58,00
5	100	45,70	54,30	20,68	79,32	47,20	52,80
7	40	51,04	48,96	7,34	92,66	46,79	53,21
7	60	36,61	63,39	6,68	93,32	47,93	52,07
7	80	41,57	58,43	9,54	90,46	34,25	65,75
7	100	39,12	60,88	11,95	88,05	41,12	58,88

Tabelle 9: Kornformverteilungen über die Variationen und Blockarten

Die Diagramme 46 – 49 zeigen die Veränderung der Kornform der einzelnen Blockarten bezogen auf die Penetration:

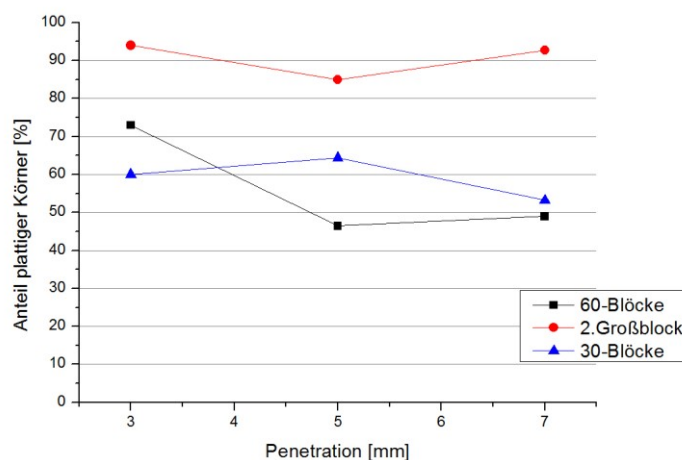


Diagramm 46: Veränderung der Kornform bei 40mm Schneidspurabstand über die Veränderung der Penetration

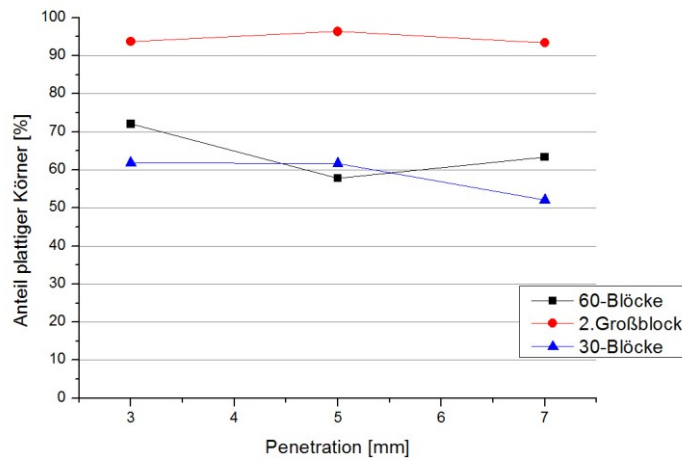


Diagramm 47: Veränderung der Kornform bei 60mm Schneidspurabstand über die Veränderung der Penetration

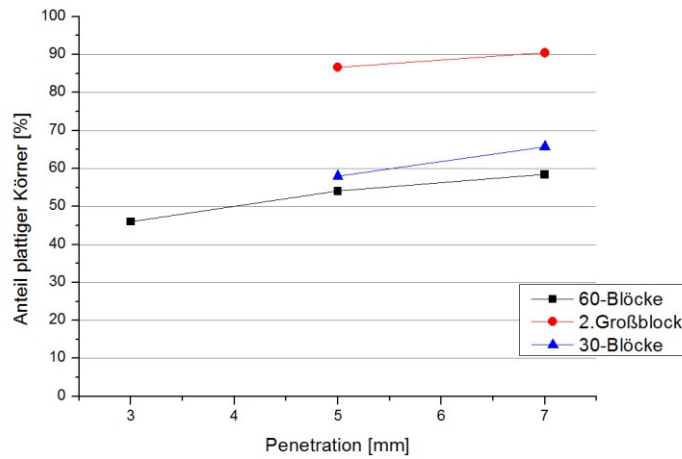


Diagramm 48: Veränderung der Kornform bei 80mm Schneidspurabstand über die Veränderung der Penetration

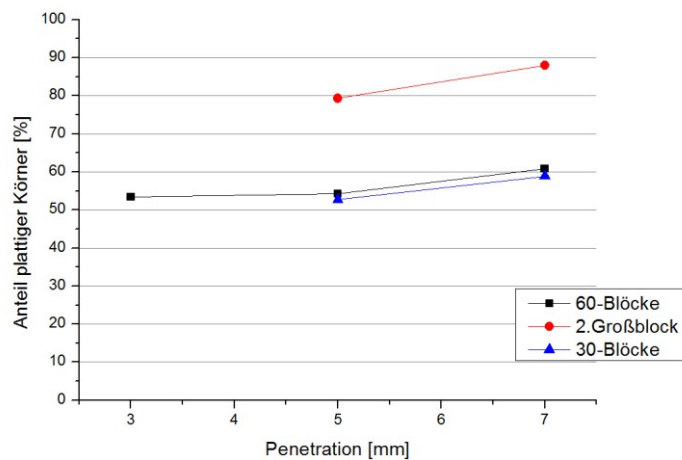


Diagramm 49: Veränderung der Kornform bei 100mm Schneidspurabstand über die Veränderung der Penetration

Die Diagramme 50 - 52 zeigen die Veränderung der Kornform der einzelnen Blockarten bezogen auf den Schneidspurabstand.

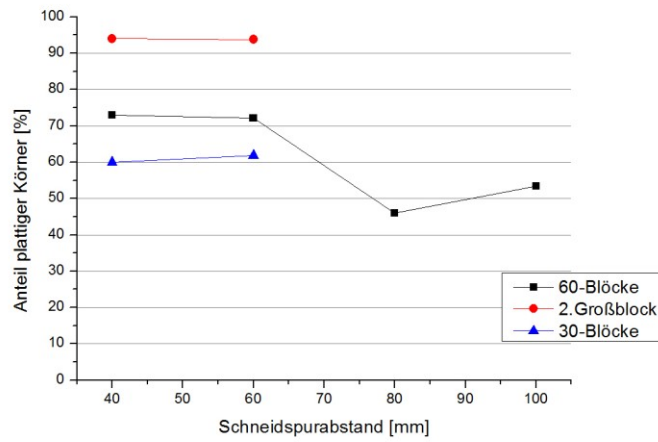


Diagramm 50: Veränderung der Kornform bei 3mm Penetration über die Veränderung des Schneidspurabstands

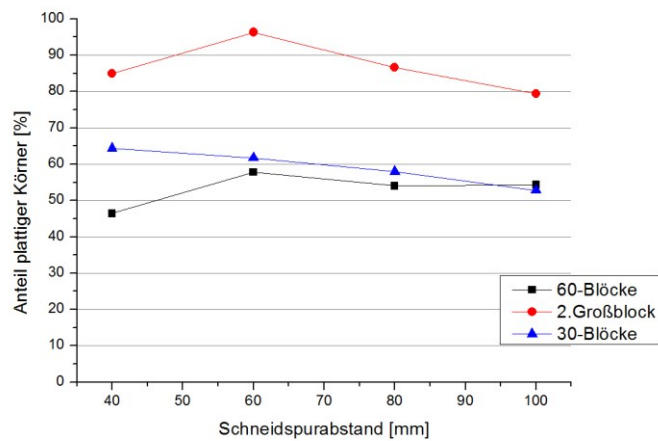


Diagramm 51: Veränderung der Kornform bei 5mm Penetration über die Veränderung des Schneidspurabstands

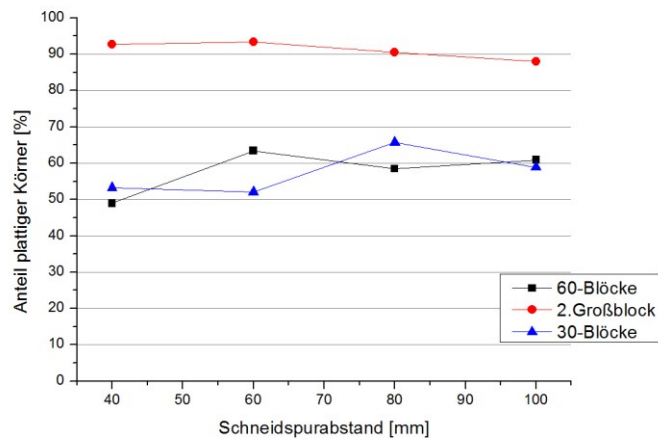


Diagramm 52: Veränderung der Kornform bei 7mm Penetration über die Veränderung des Schneidspurabstands

Das Diagramm 53 zeigt die Veränderung der Kornform durch Veränderung der Kornklasse. Die Analyse wurde an der Sammelprobe 2_M_60_7 durchgeführt (60-iger-Blöcke, 60mm Schneidspurabstand, 7mm Penetration)

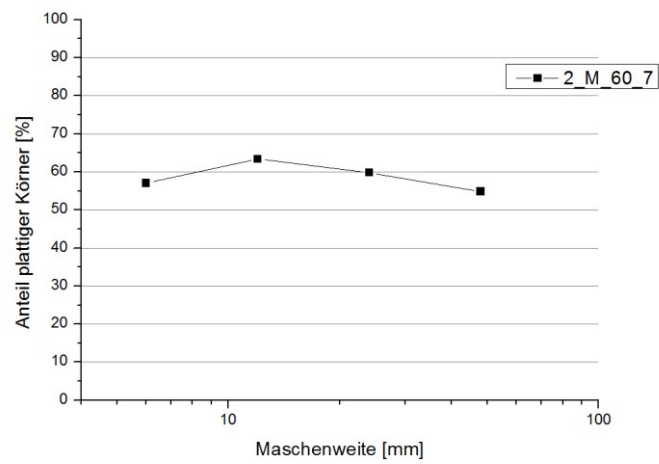


Diagramm 53: Veränderung der Kornform über die Korngrößenverteilung

VII Schlussfolgerungen, Interpretation und Diskussion

1. Masseverluste im Versuchsablauf

Die großen Masseverluste während der Versuche an den 60cm breiten Blöcken sind durch die umfangreichen Reinigungsarbeiten außerhalb der Messschnitte zu begründen. Der Einsatz der händischen Lösegeräte (vorwiegend Winkelschleifer mit Diamanttrennscheibe) führte in Kombination mit der am Prüfstand installierten Absaugung zum Verlust der fein gelösten Gesteinspartikel. Da an den 30-iger-Blöcken keine Reinigungsarbeiten mit händischen Lösegeräten notwendig waren, ist auch der geringe Verlust an Gesteinsmaterial zu erklären.

2. Korngrößenverteilung, Energieeintrag und Kornform

2.1. Korngrößenverteilung

Die im Abschnitt VI-4 dargestellten Siebkurven stellen die durch die verschiedenen Variationen erzeugten Korngrößenverteilungen dar. Da die Kurven der Sieblinien weder im einfach- noch im doppellogarithmischen Diagramm linearisieren, sind zur Beschreibung der Sieblinien mehrere Betrachtungen notwendig. Durch die Veränderung von jeweils nur einem Parameter kann der Einfluss der einzelnen Parameter ermittelt werden.

Bei Veränderung des Schneidspurabstandes unter Konstanthaltung der Penetration zeigt sich, dass der Anteil an den größeren Kornklassen im Ausbruchsmaterial mit dem Schneidspurabstand zunimmt. Je größer demnach der Schneidspurabstand ist, desto mehr Grobkorn enthält das Ausbruchsmaterial.

Bei Veränderung der Penetration unter Konstanthaltung des Schneidspurabstandes zeigt sich, dass der Anteil an den größeren Kornklassen im Ausbruchsmaterial mit zunehmender Penetration geringfügig abnimmt. Bei Vergrößerung der Penetration steigt der Anteil an Feinkörnern im Ausbruchsmaterial geringfügig an. Der Feinstkornbereich (<1mm) wird durch die Vergrößerung der Penetration kaum betroffen.

Diese Veränderung des Ausbruchsmaterials ist tendenziell und in Absolutwerten nicht eindeutig zu bewerten. Die Auswirkungen der Vergrößerung des Schneidspurabstandes auf das Ausbruchsmaterial sind jedoch größer als die bei der Vergrößerung der Penetration.

Die Sieblinien der 60-iger-Blöcke und der 30-iger-Blöcke zeigen in den Variationen mit 40mm und 60mm Schneidspurabständen eindeutige Übereinstimmungen. Diese Ergebnisse bestätigen, dass bei funktionierender Seitenstützung der 30-iger-Blöcke das Ausbruchsmaterial der 30-iger-Blöcke mit dem der 60-iger-Blöcke

übereinstimmt. Die Abweichungen der Sieblinien der 30-iger-Blöcke von den 60-iger-Blöcken in den Variationen mit 80mm und 100mm sind durch die vertikale Rissbildung im Verlauf des Versuchs in den 30-iger-Blöcken zu begründen. Diese Rissbildung kann durch eine Verbesserung der Seitenstützbedingungen verhindert werden.

Es ist bei weiteren Untersuchungen davon auszugehen, dass die 30-iger-Blöcke und die 60-iger-Blöcke das gleiche Ausbruchverhalten zeigen. Da die Einflüsse der vertikalen Risse in den 30-iger-Blöcken zu Verfälschungen der Ausbruchsmaterialdaten führten, werden für die im Abschnitt VII-3 beschriebenen Umrechnungsfaktoren die Daten der 60-iger-Blöcke statt die der 30-iger-Blöcke herangezogen.

2.2. Energieeintrag

Der Energieeintrag hängt, wie zu erwarten, direkt vom Feinstkornanteil ab. Es ist aus den Messwerten ein linearer Zusammenhang zwischen dem Feinstkornanteil und dem spezifischen Energieeintrag abzuleiten. Die Untersuchungen haben gezeigt, dass die Zunahme des spezifischen Energieeintrags pro Feinkornanteilzunahme beim 2.Großblock höher ist als bei den 30-iger-Blöcken oder der 60-iger-Blöcke. Das führt zur Schlussfolgerung, dass das in der Nähe der Trennflächen erzeugte in der Probe vorhandene Feinstmaterial mit weniger Energieaufwand hergestellt wird. Dies kann durch die zusätzliche freie Fläche in Form der Trennfläche erklärt werden.

Des Weiteren zeigen die Schnitte mit Trennflächen einen geringeren Anteil an Feinstkornanteilen. Die Bereiche in der Nähe der Trennflächen führen zu größer ausbrechenden Körnern. Dies ist wiederum durch die zusätzliche freie Fläche zu erklären.

Eine Veränderung der Schneidspurabstände führt bedingt durch die Reduktion des Feinstmaterialanteils in der Probe auch zu einer Reduktion des spezifischen Energieeintrags im Ausbruchsmaterial.

Eine Veränderung der Penetration führt zu keiner aussagekräftigen Reduktion des Energieeintrags. Die Tendenz der Ausgleichskurven zeigt nur eine geringe Reduktion des spezifischen Energieeintrags mit zunehmender Penetration an. Der spezifische Energieeintrag der 30-iger-Blöcke liegt meist zwischen den beiden anderen Blöcken. Die Einspannung in der Schraubenkonstruktion könnte ein Grund für diesen zusätzlichen Energieaufwand sein. Schnitte mit 30-iger-Blöcken ohne zusätzliche Seitenspannung würden Auskunft über das vorwiegend bei 40mm Schneidspurabstand auftretende Phänomen geben.

2.3. Kornform

Die Ergebnisse der Kornformanalyse zeigen eine eindeutige Reduktion der Körner mit einem Längen-Dicken-Verhältnis größer 3:1 an den zerschnittenen Blöcken. Die Abnahme der nicht gedrungenen Körner liegt in allen Schneidspurvariationen und Penetrationsvariationen bei durchschnittlich 30% bzw. rund einem Drittel der Körner bei dem ungeschnittenen Block. Da die künstlichen Trennflächen die einzige

Veränderung zwischen dem 2.Großblock und den 60-iger-Blöcken darstellt, ist davon auszugehen, dass die Trennflächen direkten Einfluss auf die Kornform haben. Da sich der Anteil an nicht gedrunenen Körnern nur um 30% reduziert, ist davon auszugehen, dass der Chipvorgang im mittleren Bereich der zerschnittenen Blöcke nicht durch die Trennflächen beeinflusst wird. Die Beeinflussung erfolgt demnach nur in der Nähe der Schnitte. Eine Reduktion der nicht gedrunenen Körner um ein Drittel legt auch nahe, dass die Beeinflussung der Schnitte auf die Blöcke ein Drittel der Länge der Blöcke ausmacht. Die Blöcke haben eine Länge von 30cm. Daher ist anzunehmen, dass 10cm eines jeden Blocks durch die künstliche Trennfläche beeinflusst wird. Die folgende Abbildung veranschaulicht das Gedankenmodell.

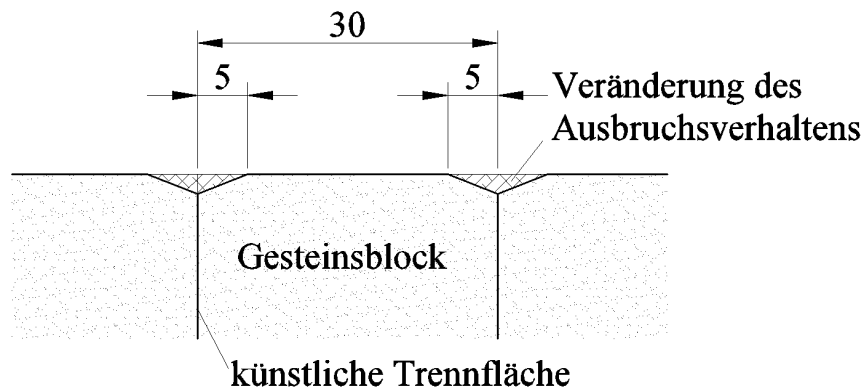


Abbildung 39: Einfluss der künstlichen Trennflächen auf das Ausbruchverhalten
Veränderungen der Kornform durch Veränderung des Schneidspurabstandes bzw. der Penetration konnten nicht festgestellt werden. Eine Veränderung der Kornform über die verschiedenen Kornklassen ist in den untersuchten Fraktionen (4/8mm-32/63mm) nicht ersichtlich.

3. Modellerstellung/Umrechnungsfaktor

Zur Untersuchung der Einflüsse der Trennflächen und eines möglichen Umrechnungsfaktors der Kornverteilung zwischen den durch Trennflächen beeinflussten Blöcken und dem Großblock wurden die Sieblinien der 60-iger-Blöcke und des 2.Großblocks verwendet.

Die zuvor beschriebenen Unterschiede in der Korngrößenverteilung, Kornform und des Energieeintrags sind eindeutige Zeichen für eine Veränderung des Zerkleinerungsverhaltens zwischen den Blockarten. Diese Veränderung im Zerkleinerungsverhalten beeinflusst maßgeblich die Form der Siebkurven.

Die Auswirkungen des veränderten Zerkleinerungsverhaltens zeigen sich in den größeren Kornklassen, wie in der Kornformanalyse (8/16mm) gezeigt, vor allem durch die Veränderung der Kornform. In den feinen Kornklassen ist die Veränderung, wie aus der Analyse des spezifischen Energieeintrags zu sehen, vor allem im spezifischen Energieeintrag pro Feinkornanteil ersichtlich.

Anhand der vorliegenden Informationen wurde ein Umrechnungsmodell erstellt. Dieses Modell wurde aufgrund der ausgewerteten Sieblinien generiert. Dieses

Modell basiert noch nicht auf der Auswertung eines detailliert untersuchten Zerkleinerungsverhaltens und ist somit nur als erste Näherung zu verstehen. Des Weiteren ist es rein empirisch begründet und bedarf noch einer detaillierten physikalischen Hintergrundstudie.

Das Modell basiert auf der Untersuchung der Unterschiede der einzelnen Kornklassen derselben Variationen zwischen den 60-Blöcken und dem 2.Großblock. Es zeigt sich, dass die Verhältnisse der Kornklassen in den einzelnen Variationen sehr gute Übereinstimmungen aufweisen. Lediglich die Variation der 3mm Penetration und 40mm Schneidspurabstand und die Variation 5mm Penetration und 40mm Schneidspurabstand weichen von den restlichen Kurvenverhältnissen ab. Diese Abweichungen sind im ersten Fall durch den Einfluss der unbeschädigten Blockoberflächen zu begründen. Im zweiten Fall kann die Abweichung durch die Veränderung des Ausbruchsverhaltes durch den Verlust der linken Blockkante am 2.Großblock begründet werden. Werden nun diese beiden Variationen ausgeschieden, ergibt sich für die Umrechnung der Siebkurven von den 60-iger-Blöcken auf die Siebkurve des 2.Großblocks folgende Umrechnungsmatrix. Multipliziert man nun die Anteile der einzelnen Kornklassen der 60-iger-Blöcke mit dem zugehörigen Faktor aus der Umrechnungsmatrix so erhält man annähernd den Anteil der Kornklassen des 2.Großblocks.

Penetration		3	3	5	5	5	5	7	7	7	7		
Spurabstand		40	60	40	60	80	100	40	60	80	100	MW	ST-Abw.
Korngrößen	>64	-	-	-	-	-	2,356	-	-	4,831	1,673	2,953	1,357
	32/64	0,602	1,708	9,630	2,134	2,806	1,250	3,543	2,438	1,520	1,141	2,677	2,458
	16/32	1,117	0,608	0,733	0,560	0,582	0,812	1,187	0,536	0,871	0,830	0,784	0,217
	8/16	0,636	0,488	0,409	0,406	0,475	0,537	0,590	0,428	0,554	0,672	0,520	0,089
	4/8	0,886	0,561	0,325	0,486	0,482	0,600	0,480	0,351	0,578	0,681	0,543	0,154
	2/4	0,924	0,698	0,356	0,562	0,526	0,678	0,487	0,453	0,584	0,709	0,598	0,153
	1/2	1,065	0,871	0,468	0,789	0,713	0,785	0,642	0,604	0,745	0,858	0,754	0,156
	0/1	1,257	1,129	0,601	1,219	1,109	1,109	1,081	1,137	1,109	1,251	1,100	0,177

Tabelle 10: Umrechnungsmatrix zwischen den 60-iger-Blöcken und dem 2.Großblock

Um die Zusammenhänge der einzelnen Variationen unbeeinflusst zu betrachten wurden jeweils 7 Variationen zur Erstellung einer Faktorreihe herangezogen. Die erstellte Faktorreihe wurde im Anschluss auf die 8 Variation angewendet. Die Tabelle 11 zeigt ein Beispiel für solch eine Berechnung. Die Tabelle 12 zeigt die Umrechnung der einzelnen Kornklassen.

Penetraion		3	5	5	5	7	7	7			
Spurabstand		60	60	80	100	40	60	80	100	Mw	ST-Abw
Korngrößen	>64	-	-	-	2,356	-	-	4,831	1,673	2,953	1,357
	32/64	1,708	2,134	2,806	1,250	3,543	2,438	1,520	1,141	2,014	0,816
	16/32	0,608	0,560	0,582	0,812	1,187	0,536	0,871	0,830	0,779	0,205
	8/16	0,488	0,406	0,475	0,537	0,590	0,428	0,554	0,672	0,532	0,080
	4/8	0,561	0,486	0,482	0,600	0,480	0,351	0,578	0,681	0,553	0,070
	2/4	0,698	0,562	0,526	0,678	0,487	0,453	0,584	0,709	0,606	0,082
	1/2	0,871	0,789	0,713	0,785	0,642	0,604	0,745	0,858	0,772	0,075
	0/1	1,129	1,219	1,109	1,109	1,081	1,137	1,109	1,251	1,144	0,060

Tabelle 11: Erstellung der Umrechnungsfaktoren für die Schnitte mit 7mm Penetration und 60mm Seitenabstand

Korngrößen	Anteil			Aufsummiert vom Großblock [%]
	>64	Anteil [%]	Anteil neu [%]	
>64	0,00	0	101,12	100,00
32/64	20,95	42,19	58,92	47,25
16/32	26,90	20,95	37,98	33,71
8/16	19,33	10,28	27,70	25,08
4/8	9,98	5,52	22,18	21,64
2/4	5,22	3,16	19,02	19,17
1/2	3,07	2,37	16,64	17,24
0/1	14,55	16,64	0,00	0,00

Tabelle 12: Umrechnung der Korngrößenklassen

Die folgenden acht Diagramme zeigen die aus den Siebanalysen erhaltenen Sieblinien der Blöcke sowie die mit Umrechnungsfaktoren beaufschlagte errechnete Sieblinie.

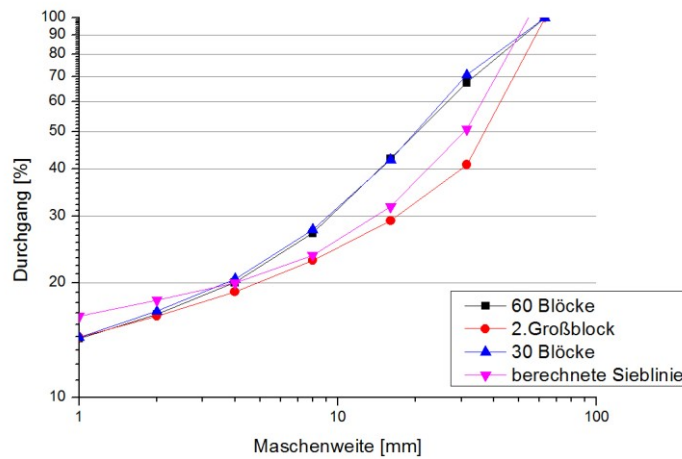


Diagramm 54: Sieblinie der 3mm Penetration mit 60mm Seitenabstand aller Blockarten sowie die berechnete Sieblinie

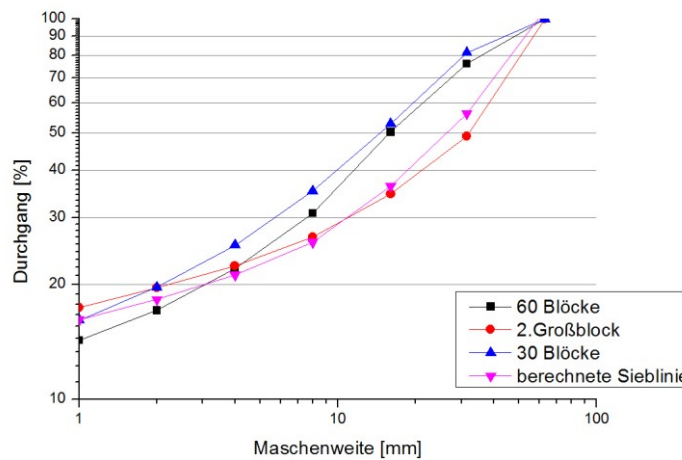


Diagramm 55: Sieblinie der 5mm Penetration mit 60mm Seitenabstand aller Blockarten sowie die berechnete Sieblinie

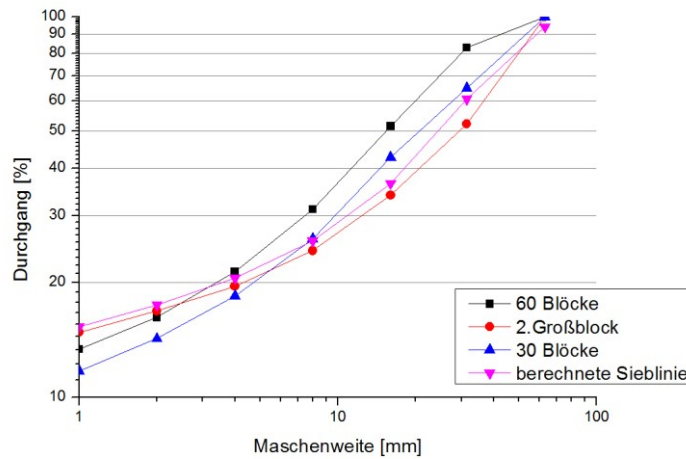


Diagramm 56: Sieblinie der 5mm Penetration mit 80mm Seitenabstand aller Blockarten sowie die berechnete Sieblinie

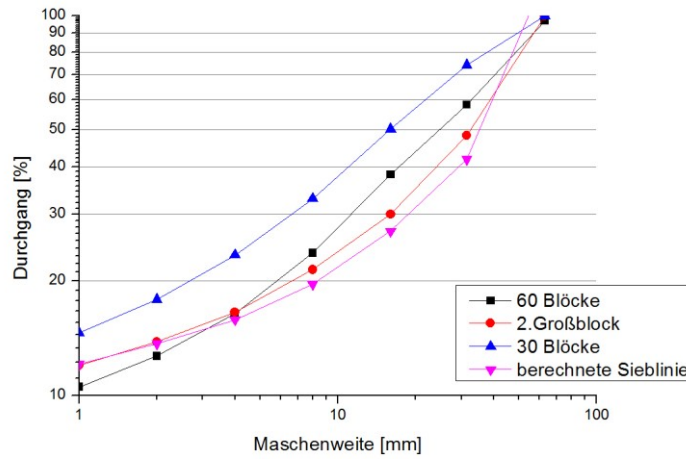


Diagramm 57: Sieblinie der 5mm Penetration mit 100mm Seitenabstand aller Blockarten sowie die berechnete Sieblinie

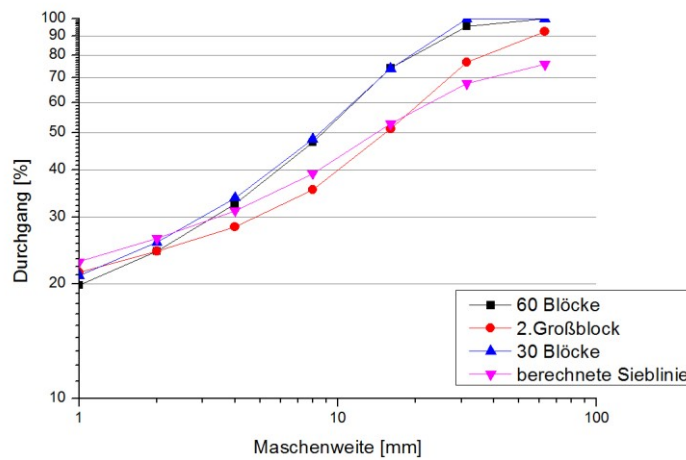


Diagramm 58 Sieblinie der 7mm Penetration mit 40mm Seitenabstand aller Blockarten sowie die berechnete Sieblinie

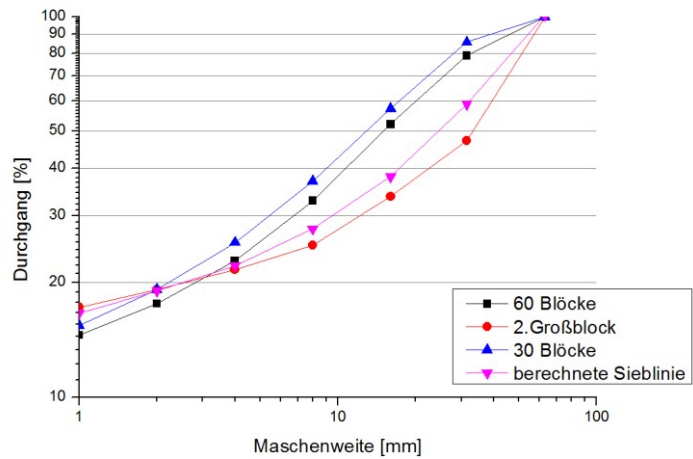


Diagramm 59 Sieblinie der 7mm Penetration mit 60mm Seitenabstand aller Blockarten sowie die berechnete Sieblinie

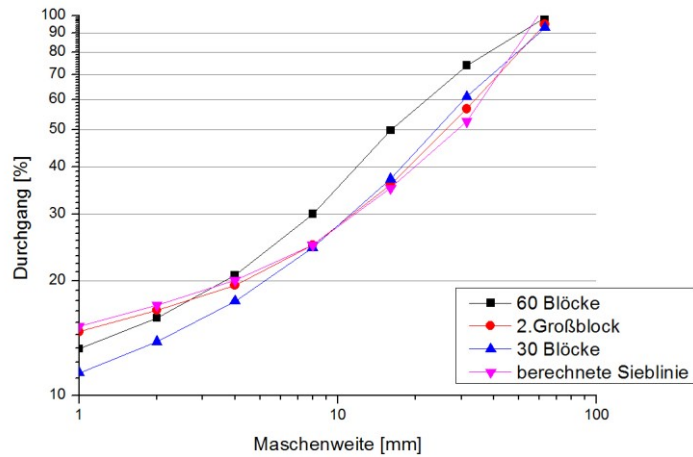


Diagramm 60: Sieblinie der 7mm Penetration mit 80mm Seitenabstand aller Blockarten sowie die berechnete Sieblinie

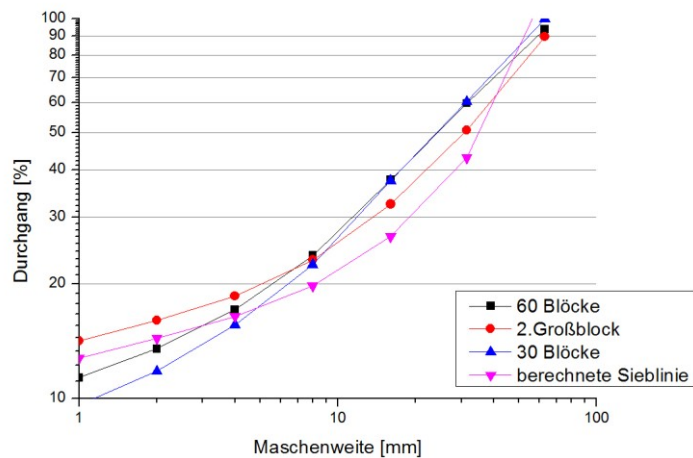


Diagramm 61: Sieblinie der 7mm Penetration mit 100mm Seitenabstand aller Blockarten sowie die berechnete Sieblinie

Die Diagramme zeigen, dass sich die errechneten Sieblinien den Sieblinien des 2.Großblocks annähern. Die Abweichungen in den größeren Korngrößenklassen werden durch die Summation der Einzelfehler und die Abweichung der Genauigkeiten der Umrechnungsfaktoren in den größeren Klassen begründet. Zur Erhöhung der Genauigkeit der Umrechnungsfaktoren in den größeren Klassen ist eine größere Anzahl von Körnern in diesen Kornklassen und somit eine Erhöhung der Probenmassen erforderlich.

Dieses erste Modell stellt wie bereits beschrieben, lediglich eine erste Annäherung dar und benötigt noch Verbesserungen. Diese Verbesserungen können durch genauere Untersuchungen des Einflusses der Trennflächen auf das Zerkleinerungsverhalten ermöglicht werden. Dazu sind weitere Untersuchungen mit verschiedenen Trennflächenabständen notwendig. Durch die so gewonnenen Informationen wäre die genauere Beschreibung der Veränderung des Ausbruchsverhaltens durch Trennflächen und Generierung eines präziseren Umrechnungsmodells möglich.

4. Verbesserungsvorschläge und Zukunftsaussichten

4.1. Verbesserung der Probenentnahme

Die Genauigkeit der Untersuchungen ist aus statistischer Sicht maßgeblich von der Sammelprobenmasse bzw. der Anzahl der Einzelproben abhängig. Zur Erhöhung der Genauigkeit ist eine Erhöhung der Probenmasse bzw. der Schnittanzahl je Variation notwendig. Durch Reduktion des Schneidprogramms auf ausgewählte Variationen kann Material eingespart werden, welches für die ausgewählten Variationen zur Verfügung stehen würde.

Bei einer max. zu erwartenden Korngröße (KG) von 63mm ist eine Probenmasse von 75kg anzustreben. Für die Siebversuche sollte eine Mindestprobenmenge von 10kg nicht unterschritten werden. Dadurch kann gewährleistet werden, dass sich auch die größeren Kornfraktionen gleichmäßig über die Proben verteilen.

Durch die Erhöhung der Schnittanzahl steigt auch der Aufwand pro Variation Informationen zu gewinnen. Um den Versuch möglichst effektiv zu gestalten, ist es erforderlich die zeitaufwendigen Prozesse zu beschleunigen. Die Probenentnahme ist der Prozess mit dem größten Zeitaufwand. Durch eine beschleunigte bzw. automatisierte Probenentnahme nach dem Schnitt würde der Prozess enorm beschleunigt. Die Probenentnahme soll in zwei Schritten erfolgen. Der erste Entnahmeschritt widmet sich den größeren Körnern. Diese Körner bis zu einer KG von ca. 4mm müssen möglichst schonend entnommen werden, um eine Nachzerkleinerung, die bedingt durch Form und Masse der Körner leicht möglich ist, zu verhindern. Körner kleiner als 4mm sind bedingt durch ihre geringe Masse weniger anfällig für Nachzerkleinerung durch Beschleunigungskräfte. Deshalb ist bei der Entnahme dieser Fraktionen der Einsatz einer Absaugvorrichtung mit konventioneller Filterreinigung zulässig.

Die Entnahme kann durch folgende Maßnahmen erleichtert bzw. automatisiert werden:

- **Aufbau einer die Entnahme vereinfachenden Konstruktion**
Der verwendete Schneidprüfstand wurde nicht für die Entnahme von Proben konzipiert. Das Einbringen der Folien als Rückhalteeinrichtung war nur eine Übergangslösung. Eine konstruktive Dauerlösung würde das Arbeiten am Prüfstand wesentlich vereinfachen. Der Umbau des bestehenden Prüfstands erscheint jedoch schwierig und kostspielig. Es dürfen durch neu eingebrachte konstruktive Maßnahmen die Anwendungsbereiche des Prüfstands nicht reduziert werden. Bei der Neukonstruktion eines Schneidprüfstands sollte dieser Aspekt von Beginn an berücksichtigt werden.
- **Schräglage der Wanne inkl. Block**
Die Schräglage der Wanne bis zu 90° würde dazu führen, dass das frisch ausgebrochene Material von selbst von der Ausbruchsstelle in Richtung tiefer gelegenen Wanneneende fallen würde. Dort wäre die Installation eines Sammelbehälters bzw. eines Fördersystems zur Aufnahme der Probe anzubringen. So könnten alle größeren anfallenden Partikel schnell und effektiv von der Schnittfläche entfernt und gesammelt werden. Die feineren Partikel wären wieder mittels Absaugsystem zu entnehmen. Diese Veränderung ist nur bei der Erstellung eines neuen Prüfstands anzudenken, da der bestehende nicht für solche Modifikationen geeignet ist. Bei Neigungen der Wanne nahe der 90° ist darauf zu achten, dass der Block sich nicht aus der Wanne löst.
- **Anbringen einer automatisierten Kehranlage**
Das Grobmaterial sowie ein Teil des Feinmaterials könnten mit geeigneten Kehranlagensystemen zu definierten Austragsstellen befördert werden. Dort würde das Material in Sammelbehältern aufgefangen und zusammengeführt. Eine Nachreinigung mittels Absaugung wäre auch in diesem Fall für die Feinkornanteile unumgänglich. Ein derartiges System würde nur in Verbindung mit einer entnahmevereinfachenden Konstruktion Sinn machen.

4.2. Verbesserung der Lagerung der 30-iger-Blöcke

Die Versuchsergebnisse der 30-iger-Blöcke zeigten in den tieferen Ebenen 5/100, 7/100, 5/80 und 7/80mm große Abweichungen von denen der 60-iger-Blöcke. Diese Abweichungen sind durch die auftretenden senkrechten Risse in den 30-iger-Blöcken erklärbar. Diese Risse entstehen durch zu geringe Seitenstützung im Versuchsablauf. Die zu geringe Seitenstützung kann durch mehrere Ursachen hervorgerufen worden sein. Einflüsse für die Verminderung des Stützdrucks wären zum Beispiel die Lockerung der Verschraubung. Auch der Verlust der vollflächigen Lagerung zwischen den stützenden Stahlblechen und den 30-iger-Blöcken durch das Einfallen von Gesteinskörnern bzw. das Eingleiten von Gesteinskeilen zwischen Metallplatte und Block könnte eine bereichsweise Reduktion des Stützdrucks verursachen.

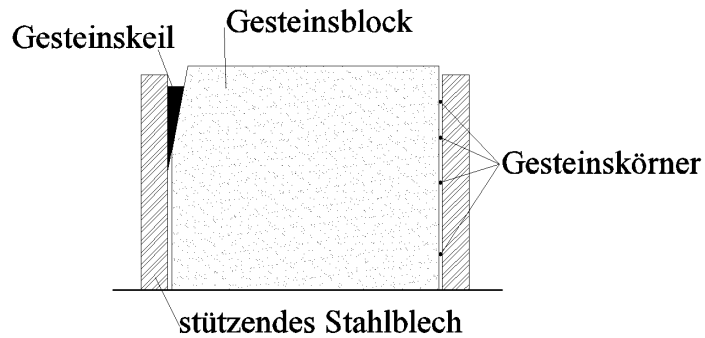


Abbildung 40: Verlust der vollflächigen Stützung zwischen Metallplatte und Block

Um nun einem Durchreißen des Blocks und der daraus resultierenden Folgen entgegenzuwirken, wird die folgende Konstruktion empfohlen. Die neue Konstruktion für die 30-iger-Blöcke wird den Block bis nahe zur Oberkante stützen und nach unten hin rückbaubar sein.

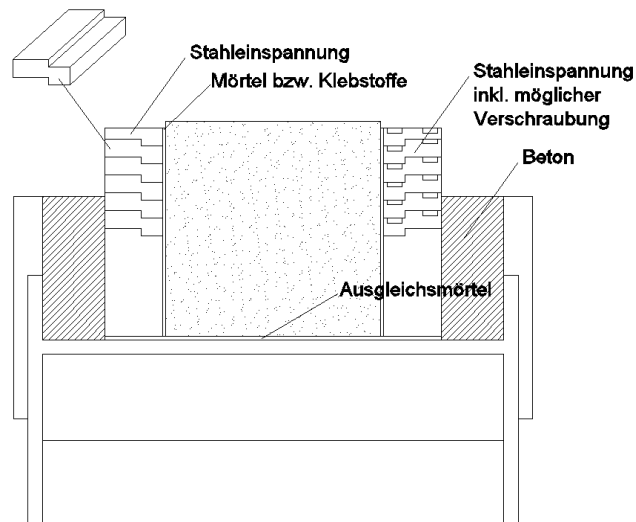


Abbildung 41: Empfohlene Konstruktion zur Seitenstützung der 30-iger-Blöcke

Der größte Unterschied der neuen Konstruktion besteht in der permanenten Stützung der Blöcke. Die Klebemörtelschicht zwischen Block und den seitlich stützenden Stahlteilen ermöglicht eine komplette und satte Lagerung zur optimalen Kraftübertragung. Das Mörtelbett zwischen Wanne und Block ermöglicht auch nach unten hin den Kraftschluss. Die Verfüllung des Spalts zwischen Wanne und den stützenden Stahlteilen ermöglicht dem System die erforderliche Seitenstützung aufzubauen.

Beim Rückbau des Systems wird immer nur das oberste Element der stützenden Stahlteile abgenommen. Die Demontage der Teile erfolgt durch den Ausbau von Stahlschrauben, die die Position der Stahlteile und die Kraftübertragung sicherstellen. Da immer nur das oberste Element abgenommen wird und der Rest der Konstruktion an Ort und Stelle bleibt, kann eine Auflockerung der Blöcke verhindert werden.

Das vorgestellte Befestigungssystem wurde noch nicht gefertigt bzw. getestet. Es stellt eine logische auf Erfahrungswerten basierende, Weiterentwicklung des bisherigen Seitenstützungssystems dar.

4.3. Verbesserungen am Prüfstand

Nach dem Ende der Schneidversuche wurden auf Grundlage der gesammelten Erfahrungen Verbesserungen am Prüfstand umgesetzt.

- Die hydraulische Zustellung der Penetration erfolgt nun automatisch neu, sofern die Abweichung vom eingegebenen Soll-Wert zu weit abweicht.
- Die Zustellung des Schneidspurabstandes ist nach Verbesserung der Steuerungssoftware nun in der Lage die Diske nach links und rechts zu verschieben. Vor der Verbesserung war eine automatisierte Zustellung nur nach rechts möglich.
- Die Sicherheitsvorkehrungen wurden um eine zusätzliche mechanische Bolzensicherung erweitert. So können jetzt mit einem noch größeren Maß an Sicherheit Arbeiten wie die Fotodokumentation und die Probenentnahme am Prüfstand durchgeführt werden.

4.4. Weiterführende Versuche

Die durchgeführten Versuche stellen die ersten Grundlagen für weiterfolgende Versuche dar. Sie sind ein erster Schritt in der Untersuchung des Ausbruchsverhaltens von durch Trennflächen gestörten Gesteinen. Folgende weiterführende Versuche und Untersuchungen sind für die Erstellung und Verbesserung eines vollwertigen Prognosemodells erforderlich:

- Veränderung des Abstands bzw. der Häufigkeit der künstlichen Trennflächen und die Analyse der Auswirkungen auf das Ausbruchsmaterial.
- Veränderung der Richtung und Lage der Trennflächen und die Analyse der Auswirkungen auf das Ausbruchsmaterial
- Ausweitung des Testprogramms auf andere Gesteinsarten
- Analyse des Einflusses von natürlichen Trennflächen

Für die Untersuchungen an anderen Gesteinen ist das volle Versuchsprogramm mit allen Blockgrößen und einer verminderten Anzahl von Schneidspurvariationen zu empfehlen. So kann eine möglichst vollständige Versuchsreihe aufgebaut werden.

VIII Tabellenverzeichnis

TABELLE 1: FUNKTIONSPARAMETER DER GLEICHUNG AUF BASIS DER ANSÄTZE VERSCHIEDENER AUTOREN	12
TABELLE 2: SCHNEIDPROGRAMM FÜR DEN 2.GROBBLOCK UND DIE 60-IGER-BLÖCKE	27
TABELLE 3: SCHNEIDPROGRAMM FÜR DIE 30-IGER-BLÖCKE.....	29
TABELLE 4: ERGEBNISSE DER EINACHSIALEN DRUCKVERSUCHE	41
TABELLE 5: ERGEBNISSE DER DREIACHSIALEN DRUCKVERSUCHE	41
TABELLE 6: ERGEBNISSE DER SPALTZUGVERSUCHE	42
TABELLE 7: VERMESSUNGSERGEBNISSE DER EINZELNEN STIFTE DES CAI-TESTS	42
TABELLE 8: SPEZIFISCHER ENERGIEEINTRAG UND FEINKORNANTEIL DER EINZELNEN VARIATIONEN	59
TABELLE 9: KORNFÖRMVERTEILUNGEN ÜBER DIE VARIATIONEN UND BLOCKARTEN.....	63
TABELLE 10: UMRECHNUNGSMATRIX ZWISCHEN DEN 60-IGER-BLÖCKEN UND DEM 2.GROBBLOCK	70
TABELLE 11: ERSTELLUNG DER UMRECHNUNGSFAKTOREN FÜR DIE SCHNITTE MIT 7MM PENETRATION UND 60MM SEITENABSTAND	70
TABELLE 12: UMRECHNUNG DER KORNGRÖßENKLASSEN.....	71

IX Abbildungsverzeichnis

ABBILDUNG 1: RISSBILDUNG VON EINZELSCHNITTEN	6
ABBILDUNG 2: CHIPBILDUNG VON MEHRFACHSCHNITTEN	6
ABBILDUNG 3: SCHEMATISCHE DARSTELLUNG DER DISKE MIT DEN ANGREIFENDEN KRÄFTEN	7
ABBILDUNG 4: GEOMETRISCHER ZUSAMMENHANG ZWISCHEN PENETRATION UND EINGRIFFSWINKEL φ	7
ABBILDUNG 5: SCHRITTWEISER ABLAUF DER SPANBILDUNG	11
ABBILDUNG 6: PRÜFKÖRPER FÜR DEN SPALTZUGVERSUCH	17
ABBILDUNG 7: CAI-PRÜFSTAND NACH WEST	18
ABBILDUNG 8: SCHEMATISCHER AUFBAU DES LINEARPRÜFSTANDS	21
ABBILDUNG 9: BEWEGUNG DES QUERTRÄGERS DURCH BEWEGUNG DES VERTIKALZYLINDERS SOWIE VERSCHIEBBARKEIT DER WERKZEUGHALTERUNG ENTLANG DES QUERTRÄGERS	22
ABBILDUNG 10: DISKENAUFNAHME	23
ABBILDUNG 11: GEOMETRISCHER ZUSAMMENHANG ZWISCHEN DISKE UND DISKENAUFNAHME	23
ABBILDUNG 12: MAXIMALER ARBEITSBEREICH DES LINEARPRÜFSTANDS	23
ABBILDUNG 13: SCHNELLER SCHNITT MIT VOLLSTÄNDIGEM KONTAKT	24
ABBILDUNG 14: SCHNELLER SCHNITT MIT UNVOLLSTÄNDIGEM KONTAKT	24
ABBILDUNG 15: LANGSAMER SCHNITT MIT VOLLSTÄNDIGEM KONTAKT	24
ABBILDUNG 16: LANGSAMER SCHNITT MIT UNVOLLSTÄNDIGEM KONTAKT	24
ABBILDUNG 17: GRUNDRISS DER ANORDNUNG DER GESTEINSBLÖCKE DER DREI VERSCHIEDENEN VERSUCHSAUFBAUTEN	26
ABBILDUNG 18: 40MM UND 60MM SCHNEIDSPURABSTÄNDE	27
ABBILDUNG 19: 80MM UND 100MM SCHNEIDSPURABSTÄNDE	27
ABBILDUNG 20: LAGE DER EINZELNEN SCHNITTE IM SCHNEIDPROGRAMM FÜR DEN 2.GROBBLOCK UND DIE 60-IGER-BLÖCKE	28
ABBILDUNG 21: LAGE DER EINZELNEN SCHNITTE IM SCHNEIDPROGRAMM FÜR DIE 30-IGER-BLÖCKE ...	30
ABBILDUNG 22: OBERFLÄCHENKONTUR DER DISKE	31
ABBILDUNG 23: SCHNITT DURCH DEN AUFGESCHRUMPTEN DISKENRING AUF DEM LAGER	31
ABBILDUNG 24: WANNE MIT 60 CM BREITEM BLOCK OHNE UND MIT SEITLICHEM AUFBAU	32
ABBILDUNG 25: EINGEBRACHTE HOLZKEILE ZUR SEITENSTÜTZUNG DER 60-IGER-BLÖCKE	33
ABBILDUNG 26: EINBAU DER 60-IGER-BLÖCKE MIT SCHRAUBZWINGENEINSATZ	33
ABBILDUNG 27 : EINBAU DER 60-IGER-BLÖCKE MIT SPANNGURTEINSATZ	33
ABBILDUNG 28: SEITENSTÜTZENDE ELEMENTE DER 30-IGER-BLÖCKE	34
ABBILDUNG 29: ZUSAMMENSTELLUNG DER STÜTZUNG DER 30-IGER-BLÖCKE IM GRUNDRISS	35
ABBILDUNG 30: SCHRITTWEISER ABBAU DES GESTEINSMATERIALS UND DER SEITENSTÜTZUNG	36
ABBILDUNG 31: DARSTELLUNG DER SEITENSTÜTZUNG NACH DEM VIERTEN, FÜNFTEN UND SECHSTEN UMBAU	37
ABBILDUNG 32: FOTO DER KORNFORMSCHIEBELEHRE	39
ABBILDUNG 33: PROBE TAM_SS_B1_23 2V2 UND DIE ZUGEHÖRIGEN PRÜFSTIFTE	43
ABBILDUNG 34: 2.GROBBLOCK VOR EINBETTUNG IN DIE WANNE	44
ABBILDUNG 35: ABRUCH DER RECHTEN UND LINKEN KANTE	44
ABBILDUNG 36: AUSBRUCH DES KANTENELEMENTS RECHTS VORNE MIT EINER TIEFE VON CA. 11CM ...	45
ABBILDUNG 37: AUSWIRKUNGEN DER TENNSCHICHT	45
ABBILDUNG 38: 60-IGER-BLÖCKE EINGELEGT IN WANNE	46
ABBILDUNG 39: EINFLUSS DER KÜNSTLICHEN TRENNFLÄCHEN AUF DAS AUSBRUCHSVERHALTEN	69
ABBILDUNG 40: VERLUST DER VOLLFLÄCHIGEN STÜTZUNG ZWISCHEN METALLPLATTE UND BLOCK ...	76
ABBILDUNG 41: EMPFOHLENE KONSTRUKTION ZUR SEITENSTÜTZUNG DER 30-IGER-BLÖCKE	76

X Diagrammverzeichnis

DIAGRAMM 1: PENETRATION PRO BOHRKOPFUMDREHUNG BEZOGEN AUF DEN ANPRESSDRUCK PRO DISKE.....	9
DIAGRAMM 2: BEREICH DES KRITISCHEN ANDRUCKS FÜR ROLLENMEIBEL MIT 430MM(17 ZOLL) SCHNEIDRINGDURCHMESSER IN ABHÄNGIGKEIT VON DER EINACHSIALEN GESTEINSDRUCKFESTIGKEIT NACH GEHRING.....	12
DIAGRAMM 3: PENETRATION P_{200} (BEI $F_N = 200$ kN) ALS FUNKTION DER EINACHSIALEN DRUCKFESTIGKEIT.....	13
DIAGRAMM 4: DARSTELLUNG DES SPANNUNGSVERLAUFS DER DREI GÄNGIGEN VERSUCHSTYPEN.....	16
DIAGRAMM 5: DARSTELLUNG DES BRUCHKRITERIUMS AUS ZWEI ERMITTELTEN PEAK STRENGTH PUNKTEN.....	16
DIAGRAMM 6: 3MM PENETRATION BEI 40MM SCHNEIDSPURABSTAND.....	48
DIAGRAMM 7: 3MM PENETRATION BEI 60MM SCHNEIDSPURABSTAND.....	48
DIAGRAMM 8: 3MM PENETRATION BEI 80MM SCHNEIDSPURABSTAND.....	48
DIAGRAMM 9: 3MM PENETRATION BEI 100MM SCHNEIDSPURABSTAND.....	49
DIAGRAMM 10: 5MM PENETRATION BEI 40MM SCHNEIDSPURABSTAND.....	49
DIAGRAMM 11: 5MM PENETRATION BEI 60MM SCHNEIDSPURABSTAND.....	49
DIAGRAMM 12: 5MM PENETRATION BEI 80MM SCHNEIDSPURABSTAND.....	50
DIAGRAMM 13: 5MM PENETRATION BEI 100MM SCHNEIDSPURABSTAND.....	50
DIAGRAMM 14: 7MM PENETRATION BEI 40MM SCHNEIDSPURABSTAND.....	50
DIAGRAMM 15: 7MM PENETRATION BEI 60MM SCHNEIDSPURABSTAND.....	51
DIAGRAMM 16: 7MM PENETRATION BEI 80MM SCHNEIDSPURABSTAND.....	51
DIAGRAMM 17: 7MM PENETRATION BEI 100MM SCHNEIDSPURABSTAND.....	51
DIAGRAMM 18: SIEBLINIEN DES 2.GROBBLOCKS BEI 3MM PENETRATION.....	52
DIAGRAMM 19: SIEBLINIEN DES 2.GROBBLOCKS BEI 5MM PENETRATION.....	52
DIAGRAMM 20: SIEBLINIEN DES 2.GROBBLOCKS BEI 7MM PENETRATION.....	52
DIAGRAMM 21: SIEBLINIEN DER 60-IGER-BLÖCKE BEI 3MM PENETRATION.....	53
DIAGRAMM 22: SIEBLINIEN DER 60-IGER-BLÖCKE BEI 5MM PENETRATION.....	53
DIAGRAMM 23: SIEBLINIEN DER 60-IGER-BLÖCKE BEI 7MM PENETRATION.....	53
DIAGRAMM 24: SIEBLINIEN DER 30-IGER-BLÖCKE BEI 3MM PENETRATION.....	54
DIAGRAMM 25: SIEBLINIEN DER 30-IGER-BLÖCKE BEI 5MM PENETRATION.....	54
DIAGRAMM 26: SIEBLINIEN DER 30-IGER-BLÖCKE BEI 7MM PENETRATION.....	54
DIAGRAMM 27: SIEBLINIEN DES 2.GROBBLOCKS BEI 40MM SCHNEIDSPURABSTAND.....	55
DIAGRAMM 28: SIEBLINIEN DES 2.GROBBLOCKS BEI 60MM SCHNEIDSPURABSTAND.....	55
DIAGRAMM 29: SIEBLINIEN DES 2.GROBBLOCKS BEI 80MM SCHNEIDSPURABSTAND.....	55
DIAGRAMM 30: SIEBLINIEN DES 2-GROBBLOCKS BEI 100MM SCHNEIDSPURABSTAND.....	56
DIAGRAMM 31: SIEBLINIEN DER 60-IGER-BLÖCKE BEI 40MM SCHNEIDSPURABSTAND.....	56
DIAGRAMM 32: SIEBLINIEN DER 60-IGER-BLÖCKE BEI 60MM SCHNEIDSPURABSTAND.....	56
DIAGRAMM 33: SIEBLINIEN DER 60-IGER-BLÖCKE BEI 80MM SCHNEIDSPURABSTAND.....	57
DIAGRAMM 34: SIEBLINIEN DER 60-IGER-BLÖCKE BEI 100MM SCHNEIDSPURABSTAND.....	57
DIAGRAMM 35: SIEBLINIEN DER 30-IGER-BLÖCKE BEI 40MM SCHNEIDSPURABSTAND.....	57
DIAGRAMM 36: SIEBLINIEN DER 30-IGER-BLÖCKE BEI 60MM SCHNEIDSPURABSTAND.....	58
DIAGRAMM 37: SIEBLINIEN DER 30-IGER-BLÖCKE BEI 80MM SCHNEIDSPURABSTAND.....	58
DIAGRAMM 38: SIEBLINIEN DER 30-IGER-BLÖCKE BEI 100MM SCHNEIDSPURABSTAND.....	58
DIAGRAMM 39: FEINKORNANTEIL BEZOGEN AUF DEN SPEZIFISCHEN ENERGIEEINTRAG ALLER VARIATIONEN.....	60

DIAGRAMM 40: FEINKORNANTEIL DER BLÖCKE BEZOGEN AUF DEN SPEZIFISCHEN ENERGIEEINTRAG	60
DIAGRAMM 41: VERÄNDERUNG DES SPEZIFISCHEN ENERGIEEINTRAGS DURCH VARIATION DES SCHNEIDSPURABSTANDES	61
DIAGRAMM 42: VERÄNDERUNG DES SPEZIFISCHEN ENERGIEEINTRAGS DURCH VARIATION DES SCHNEIDSPURABSTANDES GETRENNT NACH BLOCKARTEN	61
DIAGRAMM 43: SCHNEIDSPURABSTAND ZU ENERGIEEINTRAG BEI 3MM PENETRATION	62
DIAGRAMM 44: SCHNEIDSPURABSTAND ZU ENERGIEEINTRAG BEI 5MM PENETRATION	62
DIAGRAMM 45: SCHNEIDSPURABSTAND ZU ENERGIEEINTRAG BEI 7MM PENETRATION	62
DIAGRAMM 46: VERÄNDERUNG DER KORNFORM BEI 40MM SCHNEIDSPURABSTAND ÜBER DIE VERÄNDERUNG DER PENETRATION	63
DIAGRAMM 47: VERÄNDERUNG DER KORNFORM BEI 60MM SCHNEIDSPURABSTAND ÜBER DIE VERÄNDERUNG DER PENETRATION	64
DIAGRAMM 48: VERÄNDERUNG DER KORNFORM BEI 80MM SCHNEIDSPURABSTAND ÜBER DIE VERÄNDERUNG DER PENETRATION	64
DIAGRAMM 49: VERÄNDERUNG DER KORNFORM BEI 100MM SCHNEIDSPURABSTAND ÜBER DIE VERÄNDERUNG DER PENETRATION	64
DIAGRAMM 50: VERÄNDERUNG DER KORNFORM BEI 3MM PENETRATION ÜBER DIE VERÄNDERUNG DES SCHNEIDSPURABSTANDS	65
DIAGRAMM 51: VERÄNDERUNG DER KORNFORM BEI 5MM PENETRATION ÜBER DIE VERÄNDERUNG DES SCHNEIDSPURABSTANDS	65
DIAGRAMM 52: VERÄNDERUNG DER KORNFORM BEI 7MM PENETRATION ÜBER DIE VERÄNDERUNG DES SCHNEIDSPURABSTANDS	65
DIAGRAMM 53: VERÄNDERUNG DER KORNFORM ÜBER DIE KORNGRÖßENVERTEILUNG	66
DIAGRAMM 54: SIEBLINIE DER 3MM PENETRATION MIT 60MM SEITENABSTAND ALLER BLOCKARTEN SOWIE DIE BERECHNETE SIEBLINIE	71
DIAGRAMM 55: SIEBLINIE DER 5MM PENETRATION MIT 60MM SEITENABSTAND ALLER BLOCKARTEN SOWIE DIE BERECHNETE SIEBLINIE	71
DIAGRAMM 56: SIEBLINIE DER 5MM PENETRATION MIT 80MM SEITENABSTAND ALLER BLOCKARTEN SOWIE DIE BERECHNETE SIEBLINIE	72
DIAGRAMM 57: SIEBLINIE DER 5MM PENETRATION MIT 100MM SEITENABSTAND ALLER BLOCKARTEN SOWIE DIE BERECHNETE SIEBLINIE	72
DIAGRAMM 58 SIEBLINIE DER 7MM PENETRATION MIT 40MM SEITENABSTAND ALLER BLOCKARTEN SOWIE DIE BERECHNETE SIEBLINIE	72
DIAGRAMM 59 SIEBLINIE DER 7MM PENETRATION MIT 60MM SEITENABSTAND ALLER BLOCKARTEN SOWIE DIE BERECHNETE SIEBLINIE	73
DIAGRAMM 60: SIEBLINIE DER 7MM PENETRATION MIT 80MM SEITENABSTAND ALLER BLOCKARTEN SOWIE DIE BERECHNETE SIEBLINIE	73
DIAGRAMM 61: SIEBLINIE DER 7MM PENETRATION MIT 100MM SEITENABSTAND ALLER BLOCKARTEN SOWIE DIE BERECHNETE SIEBLINIE	73

XI Quellenverzeichnis

- [1] ROSTAMI J., OZDEMIR L.: A New Model for Performance Prediction of Hard Rock TBMs; Excavation Engineering and Earth Mechanics Institute, Colorado School of Mines; 1993
- [2] OZDEMIR L.: CSM computer Model for TBM performance prediction http://emi.mines.edu/papers/seminar/08_02_machine_performance_assessment_and_costing.pdf; 24.10.2011
- [3] Riemer V.: Trends of Development in Disc Technologies; Diploma Thesis Montan University Leoben Department: Subsurfaces Engineering – Technical University Graz Department: Machine Components and Methods of Development; 32-37; 2009
- [4] AMUND B.: Hard Rock Tunnel Boring. Doctor thesis at NTNU; 1998
- [5] Riemer V.: Trends of Development in Disc Technologies; Diploma Thesis Montan University Leoben Department: Subsurfaces Engineering – Technical University Graz Department: Machine Components and Methods of Development; 16-19; 2009
- [6] Gehring K.: Leistungs- und Verschleißprognosen im maschinellen Tunnelbau; Felsbau 13 Nr. 6; 439-448; 1995
- [7] Riemer V.: Trends of Development in Disc Technologies; Diploma Thesis Montan University Leoben Department: Subsurfaces Engineering – Technical University Graz Department: Machine Components and Methods of Development; 11-14; 2009
- [8] Europäisches Komitee für Normung: Eurocode 7 - Entwurf, Berechnung und Bemessung in der Geotechnik - Teil 2: Erkundung und Untersuchung des Baugrunds (konsolidierte Fassung) ÖNORM EN 1997-2:2010 08 15
- [9] Ulusay R. & Hudson J. A.; THE COMPLETE ISRM SUGGESTED METHODS FOR ROCK CHARACTERIZATION, TESTING AND MONITORING: 1974-2006; 04.2007; Commission on Testing Methods, International Society of Rock Mechanics; Suggested Methods for Determining Unconfined Compressive Strength and Deformability; 153-156;
- [10] Europäisches Komitee für Normung: ÖNORM EN 1926:2007 03 01 Prüfverfahren für Naturstein - Bestimmung der einachsigen Druckfestigkeit

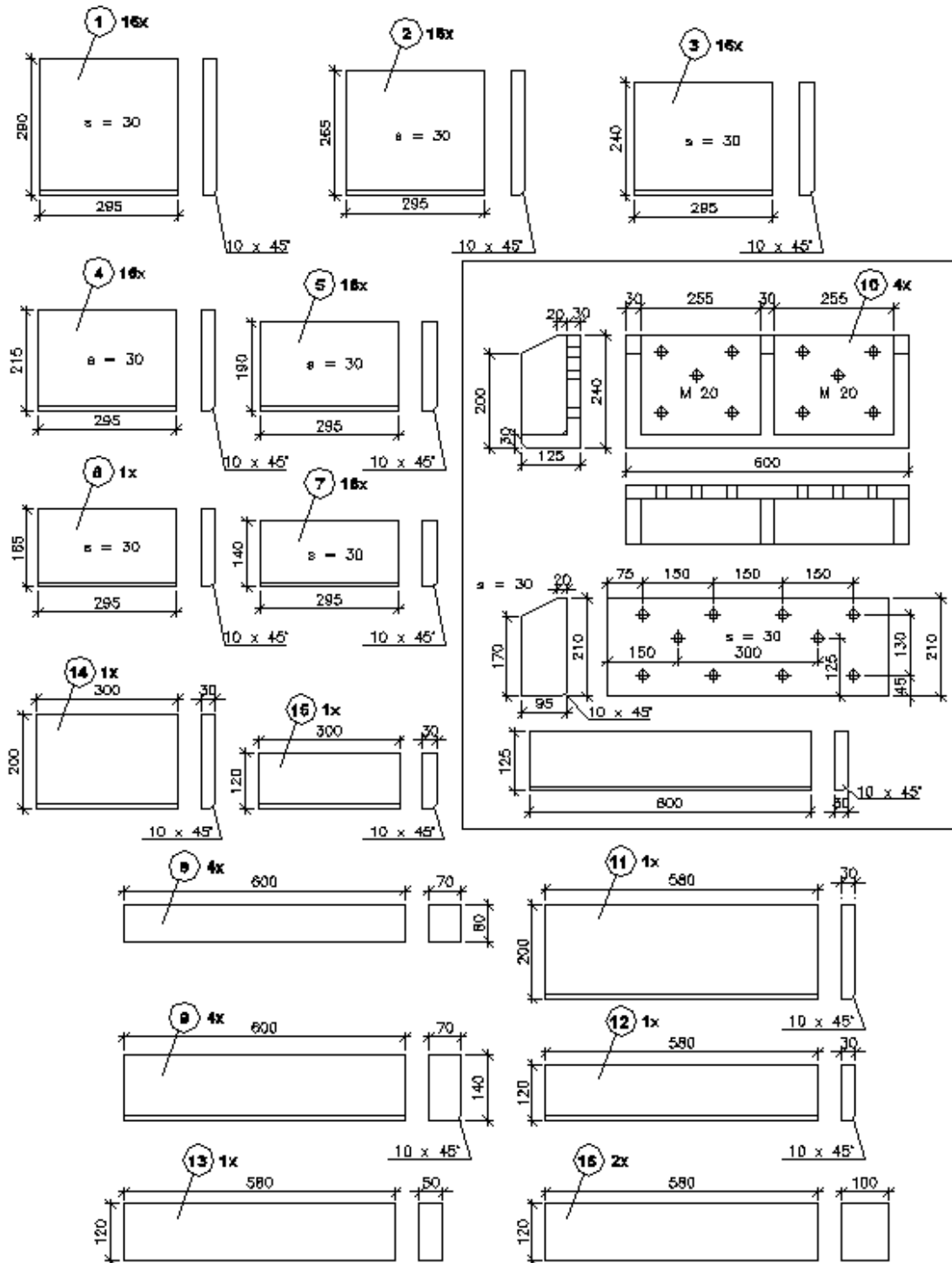
-
- [11] Mutschler T.: Einaxiale Druckversuche an zylindrischen Gesteinsprüfkörpern; Bautechnik 81 - Heft 10, 825-834; 2004
- [12] Österreichisches Normungsinstitut: ÖNORM B 3124-9:1986 09 01 Prüfung von Naturstein; mechanische Gesteinseigenschaften; Elastizitätsmodul, Arbeitslinie, Verformungsmodul und Querdehnungszahl bei einaxialer Druckbelastung
- [13] Ulusay R. & Hudson J. A.; THE COMPLETE ISRM SUGGESTED METHODS FOR ROCK CHARACTERIZATION, TESTING AND MONITORING: 1974-2006; 04.2007; Commission on Testing Methods, International Society of Rock Mechanics; „ *Suggested Methods for Determining Uniaxial Compressive Strength and Deformability of Rock Materials Part 2* “; 154-156;
- [14] Ulusay R. & Hudson J. A.; THE COMPLETE ISRM SUGGESTED METHODS FOR ROCK CHARACTERIZATION, TESTING AND MONITORING: 1974-2006; 04.2007; Commission on Testing Methods, International Society of Rock Mechanics; Suggested Methods for Determining the Strength of Rock Materials in Triaxial Compression: Revised Version; 159-164
- [15] Österreichisches Normungsinstitut: ÖNORM B 3124-4:1981 03 01 Prüfung von Naturstein; mechanische Gesteinseigenschaften; einaxiale Zugfestigkeit (Spaltzugfestigkeit)
- [16] Ulusay R. & Hudson J. A.; THE COMPLETE ISRM SUGGESTED METHODS FOR ROCK CHARACTERIZATION, TESTING AND MONITORING: 1974-2006; 04.2007; Commission on Testing Methods, International Society of Rock Mechanics; Suggested Methods for Determining Tensile Strength of Rock Materials Part 2; 179-183
- [17] R.J.Plinninger IFB Eigenschenk GmbH, K. Thuro Technische Universität München - Lehrstuhl für Ingenieurgeologie; Wear Prediction in Hardrock Excavation using the CERCHAR Abrasiveness Index (CAI); EUROCK 2004 & 53rd Geomechanics Colloquium. Schubert (ed.) 2004 VGE
- [18] Europäisches Komitee für Normung: ÖNORM EN 12620 - „Gesteinskörnungen für Beton“(2008-09-01)

Anhang A – Diskengeometrie

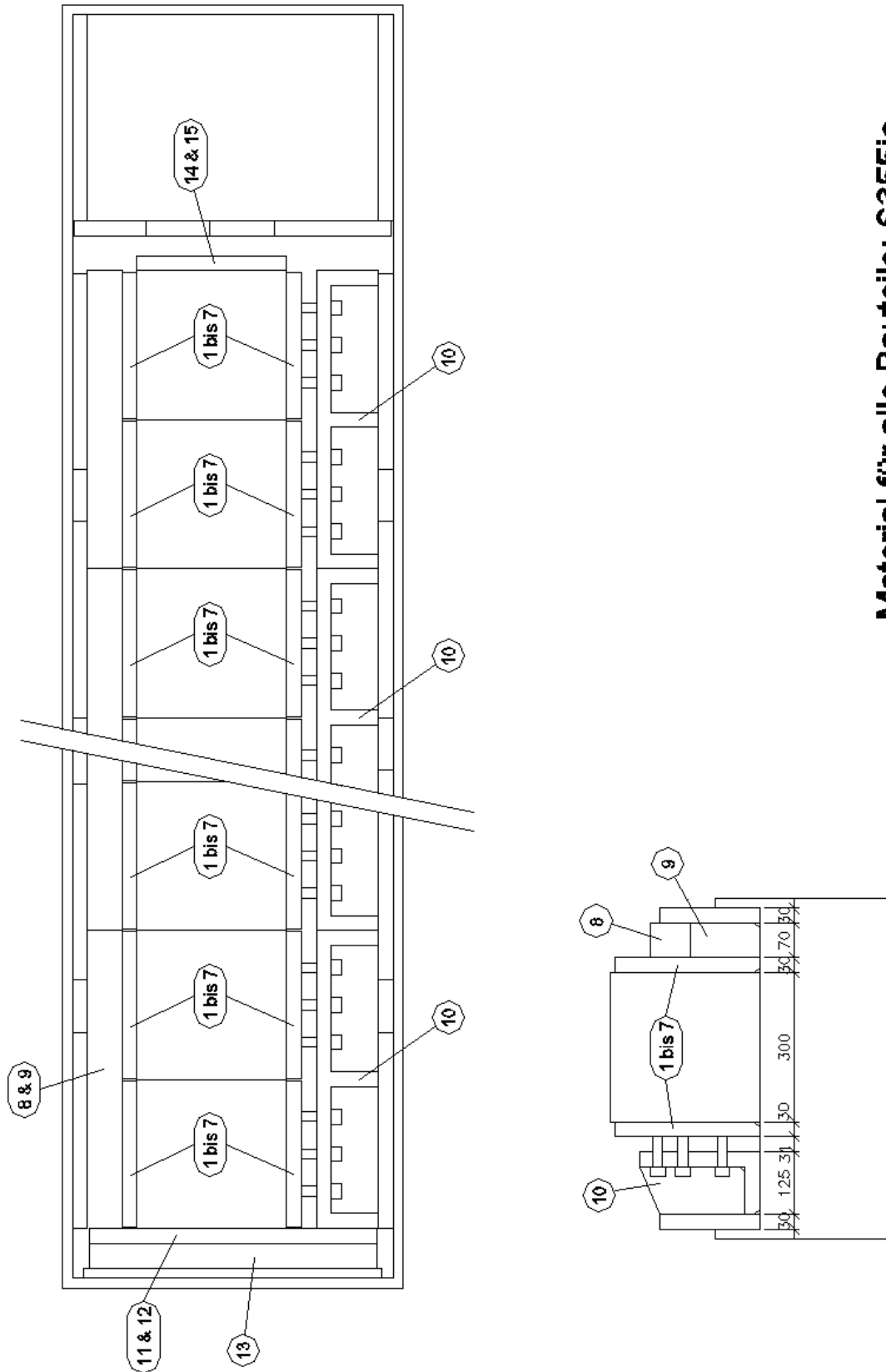
Die angeführte Tabelle enthält die Koordinaten für die Diskengeometrie in Millimeter. Die y Koordinaten sind als Durchmesser-Werte angegeben.

x	y	Δx	Δy	Mittelpunkt		Radius
				x	y	
-60,200	200,000	0,000	-6,500			
-60,200	187,000	1,000	-1,000			
-59,200	185,000	58,200	0,000			
-1,000	185,000	1,000	1,000			
0,000	187,000	0,000	10,000			
0,000	207,000	-0,500	0,521			
-0,500	208,042			0,821	257,973	25,000
-23,492	246,329			28,354	244,000	5,000
28,354	254,000	-3,492	0,000			
31,846	254,000			-31,846	244,000	5,000
36,708	246,329			-61,021	257,973	25,000
-59,700	208,042	-0,500	-0,521			
-60,200	207,000	0,000	-3,500			
-60,200	200,000					

Anhang B – Fertigungszeichnungen für die Wannenmodifikation



Material für alle Bauteile: S355jo



Material für alle Bauteile: S355jo

Anhang C – Mineralogie

Probenbezeichnungen:

- IMBERG 1
- IMBERG 2
- IMBERG 3

Modaler Mineralbestand

IMBERG 1

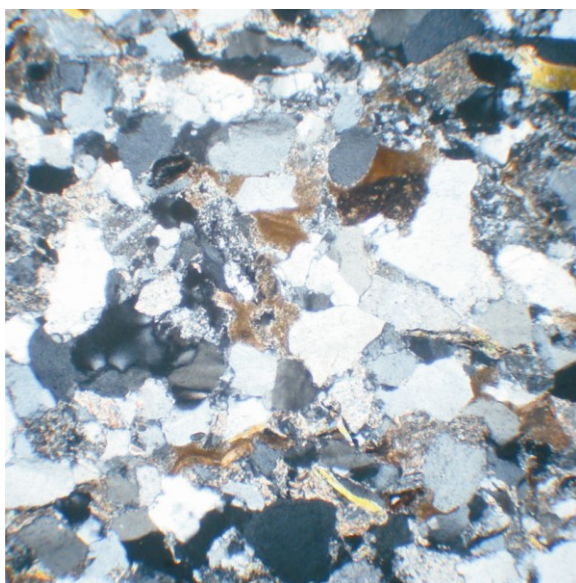
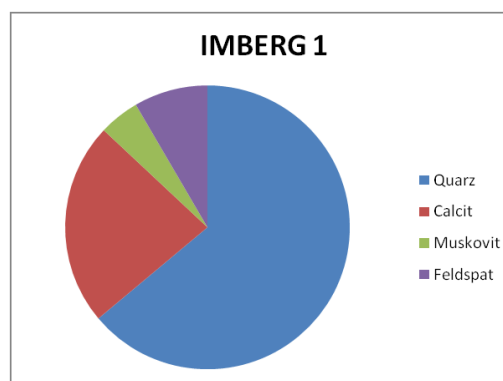
Quarz: 63,9

Calcit: 23,1

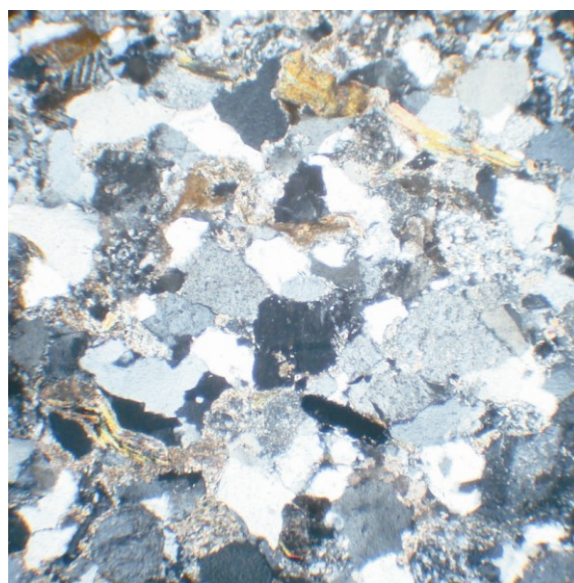
Muskovit: 4,6

Feldspat: 8,4

Opake Phasen: Akzessorisch



Probe IMBERG 1 unter gekreuzten Nicols



IMBERG 2

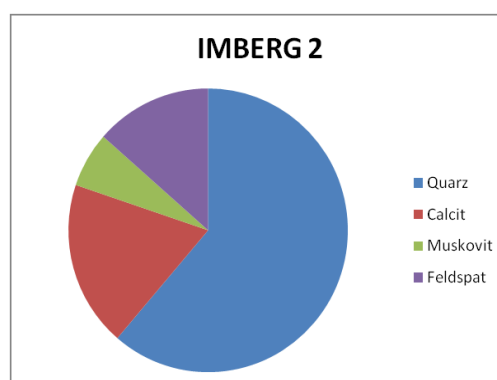
Quarz: 61,2

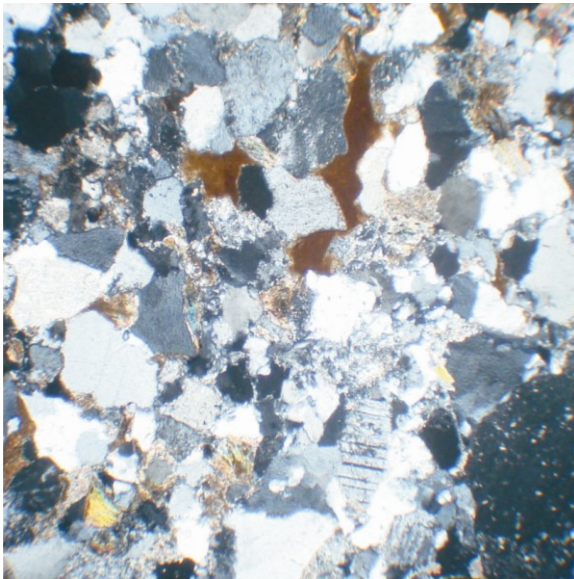
Calcit: 18,9

Muskovit: 6,3

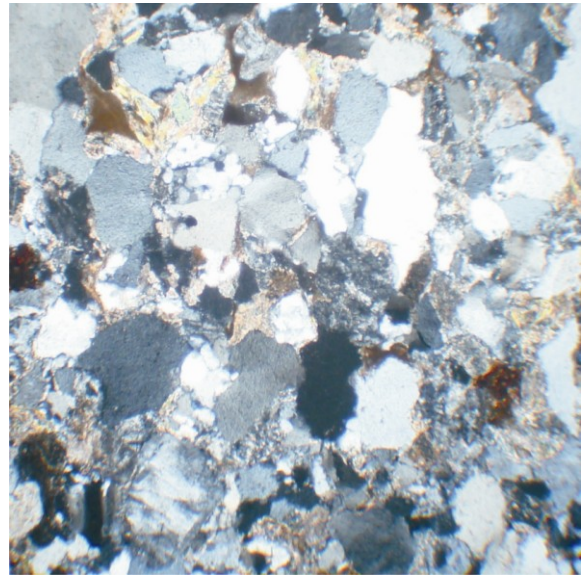
Feldspat: 13,5

Opake Phasen: Akzessorisch





Probe IMBERG 2 unter gekreuzten Nicols

IMBERG 3

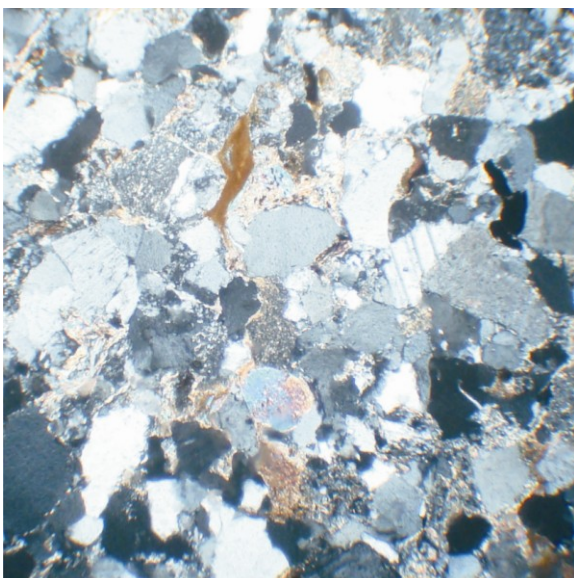
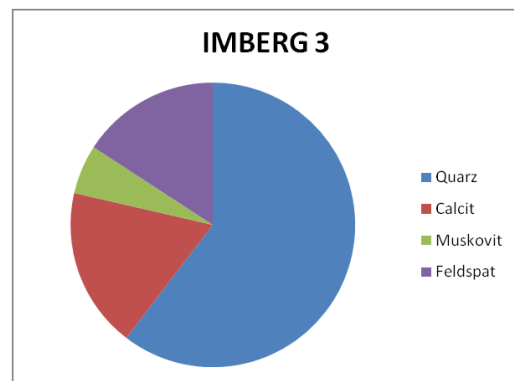
Quarz: 60,4

Calcit: 18,2

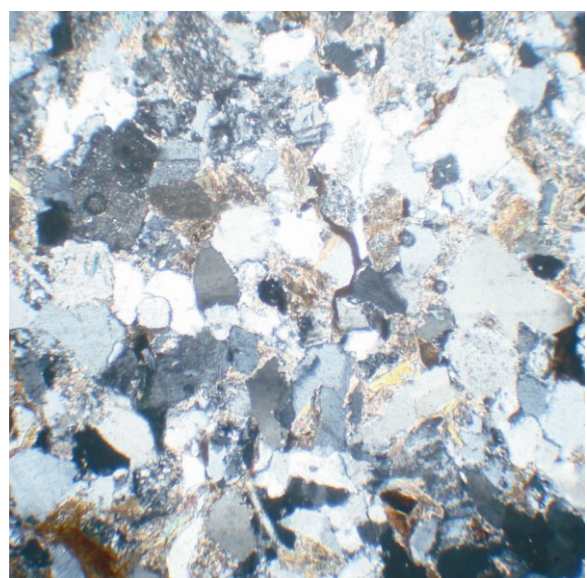
Muskovit: 5,6

Feldspat: 15,8

Opake Phasen: Akzessorisch



Probe IMBERG 3 unter gekreuzten Nicols



Anhang D – Schnittausscheidung

Durch die Einwirkung von Randbedingungen wurden einzelne Schnitte beeinflusst und geben kein realitätsnahes Ergebnis der angestrebten Schnittkonfiguration wieder. Da diese Schnitte die Ergebnisse verfälschen würden, wurden sie von der Analyse ausgeschlossen. Die farbig markierten Schnitte wurden ausgeschieden.

Schnittbezeichnung Ausscheidungsgrund

2_M_ 40_ 3_ 1_ 1 Oberflächeneinfluss/Bereinigungsschnitt

2_M_ 40_ 3_ 2_ 1

2_M_ 40_ 3_ 3_ 1

2_M_ 40_ 3_ 4_ 1

2_M_ 40_ 3_ 1_ 2 Oberflächeneinfluss/Bereinigungsschnitt

2_M_ 40_ 3_ 2_ 2

2_M_ 40_ 3_ 3_ 2

2_M_ 40_ 3_ 4_ 2

2_M_ 60_ 3_ 1_ 4 Oberflächeneinfluss/Bereinigungsschnitt

2_M_ 60_ 3_ 2_ 4

2_M_ 60_ 3_ 3_ 4

2_M_ 60_ 3_ 4_ 4

2_M_ 60_ 3_ 1_ 5 Oberflächeneinfluss/Bereinigungsschnitt

2_M_ 60_ 3_ 2_ 5

2_M_ 60_ 3_ 3_ 5 Siebanalysefehler

2_M_ 60_ 3_ 4_ 5

2_M_ 40_ 5_ 1_ 1

2_M_ 40_ 5_ 2_ 1

2_M_ 40_ 5_ 3_ 1 Siebanalysefehler

2_M_ 40_ 5_ 4_ 1

2_M_ 40_ 5_ 1_ 2

2_M_ 40_ 5_ 2_ 2

2_M_ 40_ 5_ 3_ 2

2_M_ 40_ 5_ 4_ 2

2_M_ 60_ 5_ 1_ 4

2_M_ 60_ 5_ 2_ 4

2_M_ 60_ 5_ 3_ 4

2_M_ 60_ 5_ 4_ 4

2_M_ 60_ 5_ 1_ 5

2_M_ 60_ 5_ 2_ 5

2_M_ 60_ 5_ 3_ 5

2_M_ 60_ 5_ 4_ 5

2_M_ 40_ 7_ 1_ 1

2_M_ 40_ 7_ 2_ 1

2_M_ 40_ 7_ 3_ 1

2_M_ 40_ 7_ 4_ 1 Siebanalysefehler

2_M_ 40_ 7_ 1_ 2

2_M_ 40_ 7_ 2_ 2

2_M_ 40_ 7_ 3_ 2

2_M_ 40_ 7_ 4_ 2

Schnittbezeichnung Ausscheidungsgrund

2_M_ 60_ 7_ 1_ 4

2_M_ 60_ 7_ 2_ 4

2_M_ 60_ 7_ 3_ 4

2_M_ 60_ 7_ 4_ 4

2_M_ 60_ 7_ 1_ 5 Bruch in freie Kantenoberfläche

2_M_ 60_ 7_ 2_ 5

2_M_ 60_ 7_ 3_ 5

2_M_ 60_ 7_ 4_ 5

2_M_ 80_ 3_ 1_ 1

2_M_ 80_ 3_ 2_ 1

2_M_ 80_ 3_ 3_ 1

2_M_ 80_ 3_ 4_ 1

2_M_ 80_ 3_ 5_ 1

2_M_ 80_ 3_ 6_ 1

2_M_ 100_ 3_ 1_ 3 Siebanalysefehler

2_M_ 100_ 3_ 2_ 3

2_M_ 100_ 3_ 3_ 3

2_M_ 100_ 3_ 4_ 3

2_M_ 100_ 3_ 5_ 3

2_M_ 100_ 3_ 6_ 3

2_M_ 80_ 5_ 1_ 1

2_M_ 80_ 5_ 2_ 1

2_M_ 80_ 5_ 3_ 1

2_M_ 80_ 5_ 4_ 1

2_M_ 80_ 5_ 5_ 1

2_M_ 80_ 5_ 6_ 1 Siebanalysefehler**2_M_ 100_ 5_ 1_ 3** Schleiferscheinungen der Diskenhalterung

2_M_ 100_ 5_ 2_ 3

2_M_ 100_ 5_ 3_ 3 Schleiferscheinungen der Diskenhalterung

2_M_ 100_ 5_ 4_ 3

2_M_ 100_ 5_ 5_ 3

2_M_ 100_ 5_ 6_ 3 Siebanalysefehler

2_M_ 80_ 7_ 1_ 1

2_M_ 80_ 7_ 2_ 1

2_M_ 80_ 7_ 3_ 1

2_M_ 80_ 7_ 4_ 1

2_M_ 80_ 7_ 5_ 1

2_M_ 80_ 7_ 6_ 1

2_M_ 100_ 7_ 1_ 3

2_M_ 100_ 7_ 2_ 3

2_M_ 100_ 7_ 3_ 3

2_M_ 100_ 7_ 4_ 3

2_M_ 100_ 7_ 5_ 3

2_M_ 100_ 7_ 6_ 3

Schnittbezeichnung	Ausscheidungsgrund
3_M_40_3_1_1	Oberflächeneinfluss/Bereinigungsschnitt
3_M_40_3_2_1	
3_M_40_3_3_1	
3_M_40_3_4_1	
3_M_40_3_5_1	Langsamer Schnitt(0,1m/s)
3_M_40_3_1_2	Oberflächeneinfluss/Bereinigungsschnitt
3_M_40_3_2_2	
3_M_40_3_3_2	
3_M_40_3_4_2	
3_M_40_3_5_2	Langsamer Schnitt(0,1m/s)
3_M_60_3_1_4	Oberflächeneinfluss/Bereinigungsschnitt
3_M_60_3_2_4	
3_M_60_3_3_4	
3_M_60_3_4_4	Siebanalysefehler
3_M_60_3_5_4	Langsamer Schnitt(0,1m/s)
3_M_60_3_1_5	Oberflächeneinfluss/Bereinigungsschnitt
3_M_60_3_2_5	
3_M_60_3_3_5	
3_M_60_3_4_5	
3_M_60_3_5_5	Langsamer Schnitt(0,1m/s)
3_M_40_5_1_1	Bruch in freie Kantenoberfläche
3_M_40_5_2_1	Bruch in freie Kantenoberfläche
3_M_40_5_3_1	Bruch in freie Kantenoberfläche
3_M_40_5_4_1	Bruch in freie Kantenoberfläche
3_M_40_5_1_2	
3_M_40_5_2_2	
3_M_40_5_3_2	
3_M_40_5_4_2	Siebanalysefehler
3_M_60_5_1_4	
3_M_60_5_2_4	
3_M_60_5_3_4	Siebanalysefehler
3_M_60_5_4_4	
3_M_60_5_1_5	Bruch in freie Kantenoberfläche
3_M_60_5_2_5	Bruch in freie Kantenoberfläche
3_M_60_5_3_5	Bruch in freie Kantenoberfläche
3_M_60_5_4_5	Bruch in freie Kantenoberfläche
3_M_40_7_1_1	Bruch in freie Kantenoberfläche
3_M_40_7_2_1	Bruch in freie Kantenoberfläche
3_M_40_7_3_1	Bruch in freie Kantenoberfläche
3_M_40_7_4_1	Bruch in freie Kantenoberfläche

Schnittbezeichnung	Ausscheidungsgrund
3_M_ 40_ 7_ 1_ 2	
3_M_ 40_ 7_ 2_ 2	
3_M_ 40_ 7_ 3_ 2	
3_M_ 40_ 7_ 4_ 2	
3_M_ 60_ 7_ 1_ 4	Siebanalysefehler
3_M_ 60_ 7_ 2_ 4	Probe wurde nicht analysiert
3_M_ 60_ 7_ 3_ 4	
3_M_ 60_ 7_ 4_ 4	
3_M_ 60_ 7_ 1_ 5	Siebanalysefehler
3_M_ 60_ 7_ 2_ 5	Bruch in freie Kantenoberfläche
3_M_ 60_ 7_ 3_ 5	Siebanalysefehler
3_M_ 60_ 7_ 4_ 5	
3_M_ 80_ 5_ 1_ 1	
3_M_ 80_ 5_ 2_ 1	
3_M_ 80_ 5_ 3_ 1	
3_M_ 80_ 5_ 4_ 1	
3_M_ 80_ 5_ 5_ 1	Bruch auf Trennfläche hin
3_M_ 80_ 5_ 6_ 1	Bruch auf Trennfläche hin
3_M_ 100_ 5_ 1_ 3	Bruch in freie Kantenoberfläche im vorderen Bereich
3_M_ 100_ 5_ 2_ 3	
3_M_ 100_ 5_ 3_ 3	Bruch in freie Kantenoberfläche im vorderen Bereich
3_M_ 100_ 5_ 4_ 3	
3_M_ 100_ 5_ 5_ 3	Bruch auf Trennfläche hin
3_M_ 100_ 5_ 6_ 3	Bruch auf Trennfläche hin
3_M_ 80_ 7_ 1_ 1	Bruch auf Trennfläche hin
3_M_ 80_ 7_ 2_ 1	
3_M_ 80_ 7_ 3_ 1	Bruch auf Trennfläche hin
3_M_ 80_ 7_ 4_ 1	Bruch auf Trennfläche hin
3_M_ 80_ 7_ 5_ 1	
3_M_ 80_ 7_ 6_ 1	
3_M_ 80_ 7_ 7_ 1	
3_M_ 80_ 7_ 8_ 1	
3_M_ 100_ 7_ 1_ 3	Bruch auf Trennfläche hin
3_M_ 100_ 7_ 2_ 3	
3_M_ 100_ 7_ 3_ 3	Bruch auf Trennfläche hin
3_M_ 100_ 7_ 4_ 3	
3_M_ 100_ 7_ 5_ 3	
3_M_ 100_ 7_ 6_ 3	
3_M_ 100_ 7_ 7_ 3	
3_M_ 100_ 7_ 8_ 3	

Schnittbezeichnung	Ausscheidungsgrund
4_M_ 40_ 3_ 1_ 1	Oberflächeneinfluss/Bereinigungsschnitt
4_M_ 40_ 3_ 2_ 1	Oberflächeneinfluss/Bereinigungsschnitt
4_M_ 40_ 3_ 3_ 1	
4_M_ 40_ 3_ 4_ 1	
4_M_ 40_ 3_ 5_ 1	
4_M_ 40_ 3_ 6_ 1	
4_M_ 60_ 3_ 1_ 3	Oberflächeneinfluss/Bereinigungsschnitt
4_M_ 60_ 3_ 2_ 3	Oberflächeneinfluss/Bereinigungsschnitt
4_M_ 60_ 3_ 3_ 3	
4_M_ 60_ 3_ 4_ 3	
4_M_ 60_ 3_ 5_ 3	
4_M_ 60_ 3_ 6_ 3	
4_M_ 40_ 5_ 1_ 1	
4_M_ 40_ 5_ 2_ 1	
4_M_ 40_ 5_ 3_ 1	
4_M_ 40_ 5_ 4_ 1	
4_M_ 60_ 5_ 1_ 3	
4_M_ 60_ 5_ 2_ 3	
4_M_ 60_ 5_ 3_ 3	
4_M_ 60_ 5_ 4_ 3	
4_M_ 40_ 7_ 1_ 1	
4_M_ 40_ 7_ 2_ 1	
4_M_ 40_ 7_ 3_ 1	Siebanalysefehler
4_M_ 40_ 7_ 4_ 1	
4_M_ 60_ 7_ 1_ 3	Siebanalysefehler
4_M_ 60_ 7_ 2_ 3	
4_M_ 60_ 7_ 3_ 3	
4_M_ 60_ 7_ 4_ 3	
4_M_ 80_ 5_ 1_ 1	
4_M_ 80_ 5_ 2_ 1	
4_M_ 80_ 5_ 3_ 1	
4_M_ 80_ 5_ 4_ 1	
4_M_ 100_ 5_ 1_ 1	
4_M_ 100_ 5_ 2_ 1	
4_M_ 100_ 5_ 3_ 1	Schleiferscheinungen der Diskenhalterung
4_M_ 100_ 5_ 4_ 1	
4_M_ 80_ 7_ 1_ 1	
4_M_ 80_ 7_ 2_ 1	
4_M_ 80_ 7_ 3_ 1	Siebanalysefehler
4_M_ 80_ 7_ 4_ 1	
4_M_ 100_ 7_ 1_ 1	
4_M_ 100_ 7_ 2_ 1	Schleiferscheinungen der Diskenhalterung
4_M_ 100_ 7_ 3_ 1	
4_M_ 100_ 7_ 4_ 1	Siebanalysefehler

Anhang E – Korngrößenverteilung der Sammelproben

Die folgenden Tabellen enthalten die Korngrößenverteilung der Sammelproben der einzelnen Variationen. Korngröße(KG), spezifischer Energieeintrag(E_m), Masse(m), Masse-%(m-%) und die Summe-Masse-% (Σ m-%) sind angeführt. Die farbig markierten Variationen wurden durch Randbedingungen beeinflusst. Sie sind zur Vollständigkeit angeführt

		2M 40 3 $E_m= 17,09\text{kJ/kg}$		
KG	m	m-%	Σ m-%	
[mm]	[g]	[%]	[%]	
> 63	0,00	0,00	100,00	
32/63	115,86	2,62	97,38	
16/32	1646,04	37,21	60,17	
8/16	913,80	20,66	39,51	
4/8	402,46	9,10	30,42	
2/4	247,79	5,60	24,82	
1/2	155,91	3,52	21,29	
< 1	941,86	21,29	0,00	
	4423,72			

		2M 60 3 $E_m= 11,07\text{kJ/kg}$		
KG	m	m-%	Σ m-%	
[mm]	[g]	[%]	[%]	
> 63	0,00	0,00	100,00	
32/63	2382,28	32,64	67,36	
16/32	1812,90	24,84	42,53	
8/16	1128,68	15,46	27,07	
4/8	510,20	6,99	20,08	
2/4	258,72	3,54	16,53	
1/2	163,65	2,24	14,29	
< 1	1043,25	14,29	0,00	
	7299,68			

		2M 80 3 $E_m= 9,48\text{kJ/kg}$		
KG	m	m-%	Σ m-%	
[mm]	[g]	[%]	[%]	
> 63	0,00	0,00	100,00	
32/63	1688,61	16,42	83,58	
16/32	2785,11	27,08	56,51	
8/16	2226,83	21,65	34,86	
4/8	1185,17	11,52	23,34	
2/4	590,38	5,74	17,60	
1/2	326,47	3,17	14,42	
< 1	1483,68	14,42	0,00	
	10286,25			

		2M 100 3 $E_m= 12,44\text{kJ/kg}$		
KG	m	m-%	Σ m-%	
[mm]	[g]	[%]	[%]	
> 63	0,00	0,00	100,00	
32/63	2710,14	27,88	72,12	
16/32	2096,81	21,57	50,54	
8/16	1932,37	19,88	30,66	
4/8	902,38	9,28	21,38	
2/4	476,32	4,90	16,47	
1/2	271,83	2,80	13,68	
< 1	1329,37	13,68	0,00	
	9719,22			

		2M 40 5 $E_m= 11,58\text{kJ/kg}$		
KG	m	m-%	Σ m-%	
[mm]	[g]	[%]	[%]	
> 63	0,00	0,00	100,00	
32/63	312,28	3,25	96,75	
16/32	2596,79	26,99	69,77	
8/16	2434,44	25,30	44,46	
4/8	1251,67	13,01	31,46	
2/4	706,44	7,34	24,11	
1/2	401,57	4,17	19,94	
< 1	1918,62	19,94	0,00	
	9621,81			

		2M 60 5 $E_m= 11,48\text{kJ/kg}$		
KG	m	m-%	Σ m-%	
[mm]	[g]	[%]	[%]	
> 63	0,00	0,00	100,00	
32/63	3943,20	23,87	76,13	
16/32	4259,62	25,78	50,35	
8/16	3226,31	19,53	30,82	
4/8	1447,48	8,76	22,06	
2/4	816,39	4,94	17,12	
1/2	467,51	2,83	14,29	
< 1	2360,17	14,29	0,00	
	16520,68			

KG [mm]	2M 80 5 Em= 9,35kJ/kg		
	m	m-%	Σ m-%
> 63	0,00	0,00	100,00
32/63	2285,20	17,00	83,00
16/32	4232,96	31,49	51,51
8/16	2734,86	20,35	31,16
4/8	1310,67	9,75	21,41
2/4	699,23	5,20	16,20
1/2	382,60	2,85	13,36
< 1	1795,45	13,36	0,00
	13440,97		

KG [mm]	2M 100 5 Em= 7,66kJ/kg		
	m	m-%	Σ m-%
> 63	400,75	3,12	96,88
32/63	4974,00	38,69	58,19
16/32	2576,84	20,04	38,15
8/16	1854,37	14,42	23,73
4/8	940,81	7,32	16,41
2/4	478,89	3,72	12,68
1/2	277,76	2,16	10,52
< 1	1352,84	10,52	0,00
	12856,26		

KG [mm]	2M 40 7 Em= 12,43kJ/kg		
	m	m-%	Σ m-%
> 63	0,00	0,00	100,00
32/63	574,99	4,47	95,53
16/32	2754,41	21,40	74,14
8/16	3462,30	26,89	47,24
4/8	1900,74	14,76	32,48
2/4	1040,70	8,08	24,39
1/2	581,18	4,51	19,88
< 1	2559,29	19,88	0,00
	12873,61		

KG [mm]	2M 60 7 Em= 10,84kJ/kg		
	m	m-%	Σ m-%
> 63	0,00	0,00	100,00
32/63	4274,22	20,95	79,05
16/32	5489,96	26,90	52,15
8/16	3943,64	19,33	32,82
4/8	2036,98	9,98	22,84
2/4	1064,70	5,22	17,62
1/2	626,86	3,07	14,55
< 1	2969,48	14,55	0,00
	20405,84		

KG [mm]	2M 80 7 Em= 10,33kJ/kg		
	m	m-%	Σ m-%
> 63	195,59	1,07	98,93
32/63	4550,95	25,00	73,93
16/32	4379,91	24,06	49,87
8/16	3612,38	19,84	30,03
4/8	1688,83	9,28	20,75
2/4	869,08	4,77	15,98
1/2	494,66	2,72	13,26
< 1	2413,96	13,26	0,00
	18205,36		

KG [mm]	2M 100 7 Em= 10,15kJ/kg		
	m	m-%	Σ m-%
> 63	1741,43	6,21	93,79
32/63	9517,21	33,95	59,84
16/32	6230,92	22,22	37,62
8/16	3875,57	13,82	23,80
4/8	1868,42	6,66	17,13
2/4	1016,61	3,63	13,51
1/2	609,40	2,17	11,33
< 1	3177,09	11,33	0,00
	28036,65		

3M 40 3 Em= 31,46kJ/kg			
KG	m	m-%	Σ m-%
[mm]	[g]	[%]	[%]
> 63	0,00	0,00	100,00
32/63	48,32	1,58	98,42
16/32	1272,53	41,55	56,87
8/16	402,22	13,13	43,74
4/8	246,77	8,06	35,68
2/4	158,51	5,18	30,51
1/2	115,00	3,75	26,75
< 1	819,42	26,75	0,00
	3062,77		

3M 60 3 Em= 15,78kJ/kg			
KG	m	m-%	Σ m-%
[mm]	[g]	[%]	[%]
> 63	0,00	0,00	100,00
32/63	3503,91	59,02	40,98
16/32	697,65	11,75	29,22
8/16	374,89	6,32	22,91
4/8	235,07	3,96	18,95
2/4	154,89	2,61	16,34
1/2	116,11	1,96	14,38
< 1	853,84	14,38	0,00
	5936,36		

3M 80 3			
KG	m	m-%	Σ m-%
[mm]	[g]	[%]	[%]
> 63	-	-	-
32/63	-	-	-
16/32	-	-	-
8/16	-	-	-
4/8	-	-	-
2/4	-	-	-
1/2	-	-	-
< 1	-	-	-
	-		

3M 100 3			
KG	m	m-%	S m-%
[mm]	[g]	[%]	[%]
> 63	-	-	-
32/63	-	-	-
16/32	-	-	-
8/16	-	-	-
4/8	-	-	-
2/4	-	-	-
1/2	-	-	-
< 1	-	-	-
	-		

3M 40 5 Em= 10,42kJ/kg			
KG	m	m-%	Σ m-%
[mm]	[g]	[%]	[%]
> 63	1209,16	17,84	82,16
32/63	2118,80	31,25	50,91
16/32	1340,60	19,77	31,14
8/16	702,29	10,36	20,78
4/8	286,55	4,23	16,55
2/4	177,16	2,61	13,94
1/2	132,28	1,95	11,99
< 1	812,53	11,99	0,00
	6779,37		

3M 60 5 Em= 18,70kJ/kg			
KG	m	m-%	Σ m-%
[mm]	[g]	[%]	[%]
> 63	0,00	0,00	100,00
32/63	2873,87	50,94	49,06
16/32	815,26	14,45	34,61
8/16	447,02	7,92	26,69
4/8	240,45	4,26	22,42
2/4	156,62	2,78	19,65
1/2	125,89	2,23	17,42
< 1	982,52	17,42	0,00
	5641,63		

		3M 80 5 Em= 12,74kJ/kg		
KG		m	m-%	Σ m-%
[mm]		[g]	[%]	[%]
> 63		0,00	0,00	100,00
32/63		4823,50	47,70	52,30
16/32		1854,77	18,34	33,95
8/16		978,03	9,67	24,28
4/8		475,29	4,70	19,58
2/4		276,62	2,74	16,84
1/2		205,08	2,03	14,82
< 1		1498,06	14,82	0,00
		10111,35		

		3M 100 5 Em= 10,79kJ/kg		
KG		m	m-%	Σ m-%
[mm]		[g]	[%]	[%]
> 63		0,00	0,00	100,00
32/63		2721,85	51,61	48,39
16/32		970,28	18,40	29,99
8/16		451,36	8,56	21,44
4/8		256,38	4,86	16,57
2/4		145,51	2,76	13,82
1/2		96,48	1,83	11,99
< 1		632,14	11,99	0,00
		5274,00		

		3M 40 7 Em= 19,22kJ/kg		
KG		m	m-%	Σ m-%
[mm]		[g]	[%]	[%]
> 63		561,72	7,50	92,50
32/63		1185,62	15,82	76,68
16/32		1902,85	25,40	51,29
8/16		1189,46	15,87	35,41
4/8		531,19	7,09	28,32
2/4		294,93	3,94	24,39
1/2		217,20	2,90	21,49
< 1		1609,99	21,49	0,00
		7492,96		

		3M 60 7 Em= 16,30kJ/kg		
KG		m	m-%	Σ m-%
[mm]		[g]	[%]	[%]
> 63		0,00	0,00	100,00
32/63		4780,76	52,75	47,25
16/32		1226,90	13,54	33,71
8/16		781,74	8,63	25,08
4/8		312,35	3,45	21,64
2/4		223,20	2,46	19,17
1/2		175,02	1,93	17,24
< 1		1562,63	17,24	0,00
		9062,60		

		3M 80 7 Em= 12,70kJ/kg		
KG		m	m-%	Σ m-%
[mm]		[g]	[%]	[%]
> 63		840,51	5,19	94,81
32/63		6152,72	37,99	56,82
16/32		3391,80	20,94	35,87
8/16		1780,39	10,99	24,88
4/8		868,89	5,37	19,51
2/4		451,36	2,79	16,72
1/2		327,65	2,02	14,70
< 1		2380,70	14,70	0,00
		16194,02		

		3M 100 7 Em= 13,35kJ/kg		
KG		m	m-%	Σ m-%
[mm]		[g]	[%]	[%]
> 63		2223,58	10,39	89,61
32/63		8285,20	38,72	50,89
16/32		3947,14	18,45	32,45
8/16		1988,70	9,29	23,15
4/8		971,24	4,54	18,61
2/4		550,11	2,57	16,04
1/2		399,21	1,87	14,18
< 1		3034,09	14,18	0,00
		21399,27		

4M 40 3 Em= 15,97kJ/kg			
KG	m	m-%	Σ m-%
[mm]	[g]	[%]	[%]
> 63	0,00	0,00	100,00
32/63	31,81	1,09	98,91
16/32	963,96	32,91	66,00
8/16	628,01	21,44	44,56
4/8	366,44	12,51	32,05
2/4	197,60	6,75	25,31
1/2	118,73	4,05	21,25
< 1	622,48	21,25	0,00
	2929,03		

4M 60 3 Em= 10,00kJ/kg			
KG	m	m-%	Σ m-%
[mm]	[g]	[%]	[%]
> 63	0,00	0,00	100,00
32/63	1526,36	29,35	70,65
16/32	1478,75	28,44	42,21
8/16	757,98	14,58	27,63
4/8	370,85	7,13	20,50
2/4	190,07	3,66	16,85
1/2	128,59	2,47	14,38
< 1	747,52	14,38	0,00
	5200,12		

4M 80 3			
KG	m	m-%	Σ m-%
[mm]	[g]	[%]	[%]
> 63	-	-	-
32/63	-	-	-
16/32	-	-	-
8/16	-	-	-
4/8	-	-	-
2/4	-	-	-
1/2	-	-	-
< 1	-	-	-
	-		

4M 100 3			
KG	m	m-%	Σ m-%
[mm]	[g]	[%]	[%]
> 63	-	-	-
32/63	-	-	-
16/32	-	-	-
8/16	-	-	-
4/8	-	-	-
2/4	-	-	-
1/2	-	-	-
< 1	-	-	-
	-		

4M 40 5 Em= 18,46kJ/kg			
KG	m	m-%	Σ m-%
[mm]	[g]	[%]	[%]
> 63	0,00	0,00	100,00
32/63	205,12	4,77	95,23
16/32	919,17	21,39	73,83
8/16	1102,99	25,67	48,16
4/8	596,51	13,88	34,27
2/4	335,30	7,80	26,47
1/2	205,37	4,78	21,69
< 1	931,86	21,69	0,00
	4296,32		

4M 60 5 Em= 14,49kJ/kg			
KG	m	m-%	Σ m-%
[mm]	[g]	[%]	[%]
> 63	0,00	0,00	100,00
32/63	960,40	18,52	81,48
16/32	1479,45	28,53	52,94
8/16	917,02	17,69	35,26
4/8	510,34	9,84	25,42
2/4	297,31	5,73	19,68
1/2	183,64	3,54	16,14
< 1	836,92	16,14	0,00
	5185,08		

4M 80 5 Em= 9,77kJ/kg			
KG	m	m-%	Σ m-%
[mm]	[g]	[%]	[%]
> 63	0,00	0,00	100,00
32/63	3100,70	35,01	64,99
16/32	1977,21	22,32	42,67
8/16	1469,63	16,59	26,08
4/8	675,15	7,62	18,46
2/4	371,54	4,19	14,26
1/2	225,87	2,55	11,71
< 1	1037,54	11,71	0,00
	8857,64		

4M 100 5 Em= 13,86kJ/kg			
KG	m	m-%	Σ m-%
[mm]	[g]	[%]	[%]
> 63	0,00	0,00	100,00
32/63	1771,73	25,84	74,16
16/32	1635,16	23,85	50,31
8/16	1189,34	17,35	32,97
4/8	654,91	9,55	23,41
2/4	378,79	5,52	17,89
1/2	226,30	3,30	14,59
< 1	1000,36	14,59	0,00
	6856,59		

4M 40 7 Em= 17,26kJ/kg			
KG	m	m-%	Σ m-%
[mm]	[g]	[%]	[%]
> 63	0,00	0,00	100,00
32/63	0,00	0,00	100,00
16/32	1220,13	26,09	73,91
8/16	1204,45	25,76	48,15
4/8	673,42	14,40	33,75
2/4	375,30	8,03	25,72
1/2	217,90	4,66	21,07
< 1	985,07	21,07	0,00
	4676,27		

4M 60 7 Em= 11,38kJ/kg			
KG	m	m-%	Σ m-%
[mm]	[g]	[%]	[%]
> 63	0,00	0,00	100,00
32/63	769,06	14,22	85,78
16/32	1535,37	28,39	57,40
8/16	1105,51	20,44	36,96
4/8	619,27	11,45	25,51
2/4	341,45	6,31	19,19
1/2	203,29	3,76	15,44
< 1	834,92	15,44	0,00
	5408,87		

4M 80 7 Em= 10,02kJ/kg			
KG	m	m-%	Σ m-%
[mm]	[g]	[%]	[%]
> 63	723,34	7,01	92,99
32/63	3281,51	31,80	61,19
16/32	2485,04	24,08	37,11
8/16	1305,32	12,65	24,46
4/8	697,26	6,76	17,70
2/4	399,22	3,87	13,83
1/2	243,95	2,36	11,47
< 1	1183,59	11,47	0,00
	10319,23		

4M 100 7 Em= 8,59kJ/kg			
KG	m	m-%	Σ m-%
[mm]	[g]	[%]	[%]
> 63	0,00	0,00	100,00
32/63	2978,57	39,51	60,49
16/32	1739,46	23,07	37,42
8/16	1126,36	14,94	22,48
4/8	516,99	6,86	15,63
2/4	288,65	3,83	11,80
1/2	166,43	2,21	9,59
< 1	723,11	9,59	0,00
	7539,57		