

Thorsten Kratz

**Entwicklung pneumatischer Lade- und
Fördersysteme für das konventionelle
Schachtabteufen**

„Entwicklung pneumatischer Lade- und Fördersysteme für das konventionelle
Schachtabteufen“

Von der Fakultät für Georessourcen und Materialtechnik
der Rheinisch-Westfälischen Technischen Hochschule Aachen

zur Erlangung des akademischen Grades eines

Doktors der Ingenieurwissenschaften

genehmigte Dissertation

vorgelegt von

Dipl.-Ing. Thorsten Kratz

aus Düsseldorf

Berichter: Univ.-Prof. Dr.-Ing. Dipl.-Wirt.Ing. Per Nicolai Martens
Univ.-Prof. Dr.-Ing. Karl Nienhaus

Tag der mündlichen Prüfung: 18. Mai 2017

Diese Dissertation ist auf den Internetseiten der Hochschulbibliothek online verfügbar.

Berichte aus dem Bergbau

Thorsten Kratz

**Entwicklung pneumatischer Lade- und
Fördersysteme für das konventionelle
Schachtabteufen**

Shaker Verlag
Aachen 2017

Bibliografische Information der Deutschen Nationalbibliothek

Die Deutsche Nationalbibliothek verzeichnet diese Publikation in der Deutschen Nationalbibliografie; detaillierte bibliografische Daten sind im Internet über <http://dnb.d-nb.de> abrufbar.

Zugl.: D 82 (Diss. RWTH Aachen University, 2017)

Copyright Shaker Verlag 2017

Alle Rechte, auch das des auszugsweisen Nachdruckes, der auszugsweisen oder vollständigen Wiedergabe, der Speicherung in Datenverarbeitungsanlagen und der Übersetzung, vorbehalten.

Printed in Germany.

ISBN 978-3-8440-5668-6

ISSN 1610-3823

Shaker Verlag GmbH • Postfach 101818 • 52018 Aachen

Telefon: 02407 / 95 96 - 0 • Telefax: 02407 / 95 96 - 9

Internet: www.shaker.de • E-Mail: info@shaker.de

Vorwort

„Bergbau ist nicht eines Mannes Sache allein.“

Schwazer Bergbuch, 1556

Der Grundsatz aus dem Schwazer Bergbuch von 1556 verdeutlichte schon damals die Notwendigkeit der gemeinschaftlichen Arbeit im Bergbau. Nun möchte ich das Schreiben einer Dissertation nicht mit der körperlichen Arbeit im spätmittelalterlichen Bergbau vergleichen, trotz alledem ist die vorliegende Arbeit nicht im Alleingang entstanden.

Zunächst gilt mein Dank Herrn Univ.-Prof. Dr.-Ing. Dipl.-Wirt.Ing. Per Nicolai Martens für die Vielzahl fachkundiger Ratschläge und konstruktiver Diskussionen während meiner Zeit am Institut für Bergbaukunde I der RWTH Aachen. Ebenfalls danke ich Herrn Univ.-Prof. Dr.-Ing. Karl Nienhaus für die Erstellung des Zweitgutachtens.

Dank auch an die Herren Norbert Handke und Hubertus Kahl von Thyssen Schachtbau, zum einen für die vielfältige Unterstützung und zum anderen für den Freiraum während der Erstellung dieser Arbeit.

Ohne die Unterstützung meiner Familie wäre die Fertigstellung dieser Dissertation nicht denkbar gewesen. Insbesondere meiner Frau Nicki und den Kindern habe ich alles zu verdanken. Ihr Vertrauen und ihre moralische Unterstützung gaben mir zu jeder Zeit die nötige Motivation für diese Arbeit. Auch meinen Freund Fabian möchte ich an dieser Stelle für die stets willkommene Ablenkung danken. Abschließend gilt meinen Eltern großer Dank, einerseits dafür, dass Sie die Grundsteine für meinen bisherigen Lebensweg legten und außerdem für die kritische Durchsicht meiner Arbeit.

Aachen, im Oktober 2016

Inhaltsverzeichnis

Vorwort	I
Inhaltsverzeichnis	III
1 Einleitung und Vorgehensweise	1
2 Betrachtung der weltweiten Schachtbauaktivität	4
2.1 Entwicklung der weltweiten Schachtbauaktivität	5
2.2 Kennzahlen und Trends im Schachtbau	7
3 Konventionelles Schachtabteufen	12
3.1 Vorschacht	13
3.1.1 Vorschachtsicherung	13
3.1.2 Teufarbeit im Vorschacht	15
3.2 Bohrtechnik	16
3.2.1 Grundlagen der Bohrtechnik	16
3.2.2 Bohrgeräte im Schachtbau	19
3.2.2.1 Handgeführte Bohrgeräte	19
3.2.2.2 Schachtbohrgeräte	20
3.3 Spreng- und Zündtechnik	27
3.3.1 Gesteinszerstörung	27
3.3.2 Sprengstoffeigenschaften	28
3.3.3 Gewerbliche Sprengstoffe	31
3.3.4 Zündtechnik	36
3.4 Sprengbildentwicklung	42
3.4.1 Einbruchsarten und deren Berechnungsansätze	42
3.4.1.1 Paralleleinbrüche	42
3.4.1.2 Schrägeinbrüche	47
3.4.2 Helferbohrlöcher und deren Berechnungsansätze	52
3.4.3 Kranzbohrlöcher und profilgenaues Sprengen	53
3.4.4 Bohrlochaufwand	58
3.4.5 Spezifischer Sprengstoffbedarf	59

3.4.6	Abschlagslänge	60
3.5	Laden und Fördern der Berge	61
3.5.1	Ladetechnik im Schachtbau	62
3.5.1.1	Lademaschinen	63
3.5.1.2	Seilgeführte Ladegeräte	67
3.5.1.3	Zwangsgeführte Ladegeräte	72
3.5.2	Schachtfördertechnik	76
3.5.2.1	Bergekübel mit Führungseinrichtung und Förderseil	77
3.5.2.2	Fördermaschine und Fördergerüst	78
3.6	Vorläufige Gebirgssicherung	79
3.7	Permanenter Schachtausbau	81
3.7.1	Betonausbau	81
3.7.2	Gusseiserner Tübbingausbau	82
3.7.3	Gleitschachtausbau	83
3.8	Sonstige Abteufeinrichtungen	85
3.8.1	Bewetterung	85
3.8.2	Arbeitsbühne	88
3.8.3	Wasserhaltung	93
4	Entwicklung eines Leistungs- und Kostenmodells	95
4.1	Vorgehensweise und Datensammlung	95
4.2	Aufbau und Funktionsweise des Rechenmodells	95
4.2.1	Allgemeine Rahmenparameter	97
4.2.1.1	Schacht- und Abschlagsgeometrie	97
4.2.1.2	Gebirgseigenschaften	97
4.2.2	Leistungsparameter zur Berechnung der Zykluszeit	99
4.2.2.1	Betriebliche Organisation und Personal	99
4.2.2.2	Sprengtechnik und Sprengbild	100
4.2.2.3	Bohren	101
4.2.2.4	Sprengen und Bewettern	102
4.2.2.5	Laden und Fördern der Berge	103

4.2.2.6	Gebirgssicherung	107
4.2.2.7	Schachtauskleidung	109
4.2.3	Kostenparameter zur Berechnung der Teufkosten	111
4.2.3.1	Teufeinrichtung.....	112
4.2.3.2	Personal	112
4.2.3.3	Energie	113
4.2.3.4	Bohren und Sprengen	113
4.2.3.5	Laden und Fördern.....	115
4.2.3.6	Gebirgssicherung	115
4.2.3.7	Schachtauskleidung	116
4.2.4	Ergebnis: Teufleistung und –kosten pro Teufabschnitt	117
4.3	Analyse von Einflussgrößen auf Teufleistung und –kosten.....	119
5	Detaillierte Analyse der Lade- und Förderarbeit.....	122
5.1	Aufrüsten der Schachtsohle und Bereitstellung des Ladegeräts.....	122
5.2	Ladearbeit auf der Schachtsohle	124
5.3	Förderarbeit im Teufbetrieb.....	127
6	Entwicklung pneumatischer Lade- und Fördersysteme für das konventionelle Schachtabteufen	130
6.1	Grundlagen pneumatischer Lade- und Fördersysteme	132
6.1.1	Aufbau einer pneumatischen Sauganlage	132
6.1.2	Berechnung pneumatischer Lade- und Fördersysteme	133
6.1.3	Einflussgrößen auf die pneumatische Lade- und Förderleistung.....	137
6.2	Pneumatisches Sauberladen der Schachtsohle mittels Saugkübel	139
6.2.1	Konstruktionsprinzip des Saugkübels	139
6.2.2	Einsatz des Saugkübels auf der Schachtsohle	143
6.3	Pneumatisches Laden und Fördern der Berge mittels Saugbühne	147
6.3.1	Systemkomponenten der Saugbühne.....	147
6.3.2	Einsatz der Saugbühne im Schacht.....	149
7	Kosten und Potentiale zur Leistungssteigerung beim Einsatz pneumatischer Lade- und Fördersysteme	153

7.1	Teufszszenarien	153
7.2	Auswertung der Teufszszenarien und Verdeutlichung der Leistungs- und Kostenvorteile pneumatischer Lade- und F3rderkonzepte	155
8	Diskussion und Ausblick	161
8.1	Diskussion des Saugk3belkonzepts	162
8.2	Diskussion des Konzeptansatzes Saugb3hne	163
8.3	Ausblick	164
9	Zusammenfassung	165
	Literatur- und Quellenverzeichnis	175
	Abbildungsverzeichnis	182
	Tabellenverzeichnis	187
	Abk3rzungsverzeichnis	188
	Symbolverzeichnis	189
	Anh3nge	196
	Anhang I: Fragmentierungsvorhersage mittels Kuz-Ram-Modell	196
	Anhang II: RMR-System	201
	Lebenslauf	202
	Kurzzusammenfassung	203
	Abstract	204

1 Einleitung und Vorgehensweise

Der Tagesschacht als seiger oder geneigt ausgeführter Grubenbau dient primär der Erschließung untertägiger Arbeitsstätten. Dies gilt sowohl für den untertägigen Bergbau als auch für den zivilen Bausektor, beispielsweise im Tunnelbau. Vornehmlich werden Schächte für die Wertmineral- und Materialförderung, Wetterführung sowie Seilfahrt genutzt. Sie stellen damit die wichtigste Verbindung für einen untertägigen Betriebspunkt dar. Die Herstellung eines solchen Schachtes verfolgt prinzipiell drei Hauptziele: schnelles, sicheres und wirtschaftliches Abteufen. Hierfür kommen das konventionelle und mechanisierte Teufverfahren zum Einsatz. Besonders das konventionelle Schachtabteufen mittels Bohr- und Sprengtechnik zeichnet sich durch sein breites Einsatzspektrum aus und findet aus diesem Grund überwiegend Anwendung. Trotz der häufigen Anwendung hat sich das Verfahren im Ganzen und im Hinblick auf die Teufleistung in den vergangenen Jahren nicht nennenswert weiterentwickelt. Dabei gehört der Schachtbau mit zu den zeit- und kostenintensivsten Teilabschnitten bei der Errichtung eines untertägigen Bergwerks. Das Schachtabteufen kann bis zu 60% der gesamten Projektdauer in Anspruch nehmen. Dieser Sachverhalt steht der Prognose gegenüber, dass sich die Rohstoffgewinnung in immer größere Teufen verlagert und dadurch dem Schachtabteufen eine noch höhere Bedeutung zukommt.

Die mittlerweile zum großen Teil mechanisierten Arbeitsschritte des konventionellen Teufverfahrens setzen sich in der Regel aus den zyklischen Vorgängen Bohren, Sprengen, Laden und Fördern sowie dem Einbringen von Gebirgssicherung und Schachtausbau zusammen. Tagesleistungen liegen allgemein zwischen 1,5 und 3,0 m, nur in Ausnahmefällen werden unter optimalen Rahmenbedingungen Teufleistungen um 4 m/d und mehr erreicht. Dabei beeinflussen die zeitaufwendigen Arbeitsvorgänge Laden und Fördern die Teufleistung im besonderen Maß.

Die Leistung gängiger mechanischer Ladegeräte unterliegt, neben gerätespezifischen Eigenschaften und entsprechender Bedienung, weiteren Einflussfaktoren wie beispielsweise Haufwerkseigenschaften (Korngrößenverteilung) und Abschlagsgeometrie (Abschlagslänge und Schachtdurchmesser). Darüber hinaus beeinflussen die fortschreitende Teufe und die gewählte Kübelgröße maßgeblich die Förderleistung. Aus diesem Grund ist die Optimierung der Lade- und

Förderarbeit hinsichtlich Leistung und Kosten beim konventionellen Schachtabteufen Gegenstand der nachfolgenden Betrachtung.

Ziel der vorliegenden Arbeit ist es, die mechanisierten Lade- und Fördertechniken im konventionellen Schachtbau zumindest teilweise durch pneumatische Lade- und Förderverfahren zu ersetzen, um dadurch eine Steigerung der Lade- und Förderleistung und damit der Teufleistung zu erzielen. Hierzu sollen Konzepte zur Integration pneumatischer Lade- und Fördertechnik in den Prozess des konventionellen Schachtabteufens entwickelt werden.

Auf der Grundlage einer umfangreichen Recherche beginnt die Arbeit zunächst mit einer Analyse der vergangenen und aktuellen Schachtbauaktivität, mit dem Ziel charakteristische Kennzahlen und Trends im weltweiten Schachtbau zu ermitteln. Zudem sollen die Entwicklungen in der Bergbauindustrie und der Stellenwert der konventionellen Teuftechnik bestätigt und aufgezeigt werden.

Im Anschluss folgt eine theoretische Vorbetrachtung zum konventionellen Schachtabteufen. In der Fachliteratur und in Veröffentlichungen zum Thema Bergbaukunde, Sprengtechnik oder Gebirgsmechanik wird das Spezialgebiet der Schachtbautechnik häufig nur aus dem Blickwinkel des jeweiligen Gebiets heraus betrachtet. Die Ausführungen in Kapitel 3 „Konventionelles Schachtabteufen“ sollen daher eine umfassende und aktuelle Zusammenstellung der zyklischen Arbeitsvorgänge und den Stand der eingesetzten Technik geben.

Im Sinne der angestrebten Systembetrachtung fließen die in Kapitel 3 gezogenen Erkenntnisse zum konventionellen Schachtabteufen in die Entwicklung eines Leistungs- und Kostenmodells. Mit Hilfe des Rechenmodells sollen die wichtigsten Einflussgrößen auf Teufleistung und –kosten ermittelt werden. In diesem Zusammenhang wird insbesondere der Einfluss der Lade- und Förderarbeit herausgestellt. Auf dieser Grundlage können genau jene Teilarbeitsschritte identifiziert werden, die das größte Potential liefern, die Lade- und Förderarbeit zu beschleunigen. Dies führt zu dem Ansatz, die mechanische Lade- und Förderarbeit zumindest teilweise durch pneumatische Verfahren zu ersetzen.

Im letzten Teil der Arbeit folgt die Vorstellung der Konzeptansätze zur pneumatischen Lade- und Förderarbeit für das konventionelle Schachtabteufen. Deren Potentiale zur Steigerung der Teufleistung und zur Reduzierung der Teufkosten werden anhand von modellbasierten Teufszszenarien abgeleitet. Abschließend erfolgt eine kritische Betrachtung der Ergebnisse. In einem kurzen Ausblick werden Vorschläge zur Umsetzung der Konzepte gegeben.

2 Betrachtung der weltweiten Schachtbauaktivität

Derzeit wird ein Großteil der mineralischen Rohstoffe im Tagebau gewonnen. Zum Beispiel werden in den USA rund 700 Mio. t Erz übertägig und nur 19 Mio. t unter Tage abgebaut. In anderen Ländern hat der untertägige Bergbau eine größere Bedeutung, so liegt der Anteil in Australien und Russland bei ca. 20%, in China bei rund 25% und in Südafrika bei über 30%. Es ist jedoch anzunehmen, dass sich die Rohstoffgewinnung tendenziell nach unter Tage verlagert. Ein Hauptgrund ist sicherlich, dass oberflächennahe Lagerstätten selten werden. Außerdem wird dem Bergbau unter Tage, insbesondere in den Industrieländern aus umwelttechnischen und politischen Gesichtspunkten Sicht eine größere Akzeptanz entgegen gebracht.¹

Ein Zutreffen der aufgeführten Entwicklungsprognose hätte durchaus einen Effekt auf die Schachtbauindustrie, da bekanntlich der Schacht eine Alternative darstellt, untertägige Lagerstätten zu erschließen. Dieser Sachverhalt wird zum Anlass genommen, eine Recherche zur vergangenen und aktuellen Schachtbauaktivität vorzunehmen, um damit einen Ausblick auf zukünftige Schachtbauprojekte zu ermöglichen. Der Zeitrahmen der durchgeführten Recherche reicht von aktuellen und geplanten Schachtbauprojekten bis zurück zu den 1960er Jahren und umspannt somit mehr als 50 Jahre Schachtbaugeschichte. Innerhalb des betrachteten Zeitraums konnten über 650 Schachtbauprojekte erfasst und analysiert werden. Es ist jedoch zu beachten, dass die Anzahl der weltweit tatsächlich geteufte Schächte deutlich höher ist. Beispielsweise sind Quellen zu Schachtbauprojekten aus dem chinesischen Raum kaum vorhanden. Seit dem Jahr 2000 sollen hier mehr als 40 Schächte mit Teufen über 1.000 m erstellt worden sein.² Mit Rückblick bis in die 1960er Jahre ist davon auszugehen, dass deren Anzahl weitaus größer ist. Die nachfolgenden Kapitel zeigen, dass sich trotz der schwierigen Quellenlage, die erstellte Datenbank dazu eignet, einen interessanten Einblick in die Entwicklung des Schachtbaus zu ermöglichen und es sich durchaus Trends für die Zukunft ableiten lassen.

¹ Chadwick (2008)

² Walker (2012)

2.1 Entwicklung der weltweiten Schachtbauaktivität

Graham und Evans beschreiben die 1960er und 1970er Jahre als goldene Zeit für den Schachtbau.³ Dagegen zeigt die Recherche, dass gerade in den 1980er Jahren eine Vielzahl an Schächten geteuft und dokumentiert wurde (siehe Abbildung 1). Die Vermutung liegt nahe, dass zwei Jahrzehnte früher mindestens eine ähnlich hohe Schachtbauaktivität vorlag, jedoch durch die ausbleibende Dokumentation nicht durch die Recherche erfasst werden konnte. Während in den 1990er Jahren ein starker Rückgang zu verzeichnen ist, steigt die Anzahl der erfasst Schachtbauprojekte bis heute kontinuierlich an.

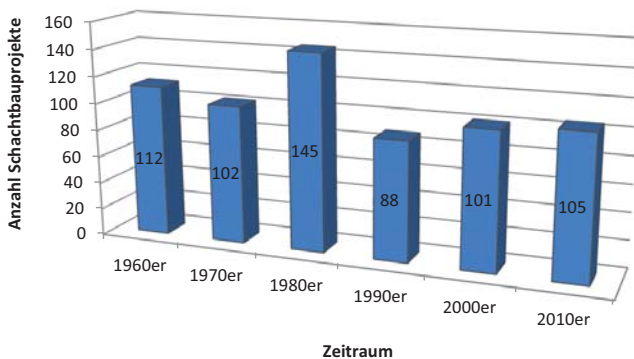


Abbildung 1: Entwicklung der weltweiten Schachtbauaktivität.

Noch in den 1980er Jahren wurden rund 70% der recherchierten Schächte für den Steinkohlenbergbau errichtet. Die verringerte Anzahl der geteuften Schächte in den 90er Jahren lässt sich deshalb unter anderem durch den eintretenden Rückgang des Steinkohlenbergbaus in Europa begründen. In den folgenden zwei Jahrzehnten ist bis heute weltweit ein kontinuierlicher Rücklauf der Schachtbauprojekte in der Steinkohle zu verzeichnen. Diese Statistik enthält keine Daten zu Schachtbauprojekten aus China, wobei zu berücksichtigen ist, dass in China Steinkohle fast ausschließlich im Tiefbau gewonnen wird. Im Gegensatz dazu nimmt die Anzahl der geteuften Schächte im Erz- (hier insbesondere Gold-, Kupfer-, Nickel-, Platin-, Blei- und Zinkerz) und Salzbergbau deutlich zu (siehe Abbildung 2).

³ Graham and Evans (2008b)

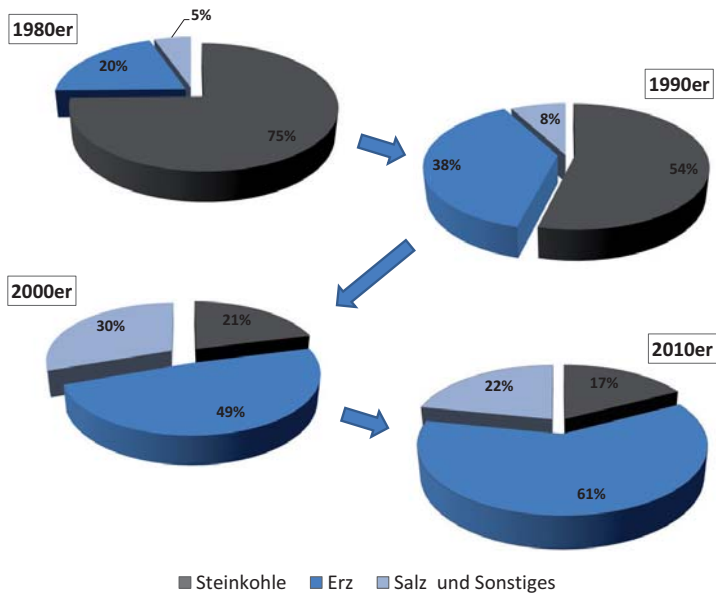


Abbildung 2: Anteil der Schachtbauprojekte weltweit in Bezug auf Rohstoffe.

Aktuelle Schachtbauprojekte dienen vornehmlich der Erschließung von Kalisalz-, Kupfer-, Gold- und Platinerzlagerstätten. Zurzeit befinden sich mehr als 70 Schachtbauprojekte in der Bau- oder Planungsphase. In Tabelle 1 werden einige ausgewählte Bauprojekte aufgeführt.

Tabelle 1: Aktuelle Schachtbauprojekte.

Projekt	Land	Teufe [m]	Durchmesser [m]	Schachtbaufirma
Schacht 10, Bergwerk Resolution Copper	USA	2.133	8,53	Cementation Canada
Förderschacht SKS-1, Bergwerk Skalistij	Russland	2.050	9	Thyssen Schachtbau
Hauptschacht, Bergwerk Impala #17	Südafrika	1.920	10	Shaft Sinkers
Förderschacht, Bergwerk Lac Des Iles	Kanada	1.500	6	Dumas
Schacht #1, Bergwerk Cixi	China	1.341	8	China Coal No. 5 Construction
Schacht #2, Bergwerk Oyu Tolgoi	Mongolei	1.335	10	Redpath
Schacht GG-1, Bergwerk Polkowice-Sieroszowice	Polen	1.300	7,5	Pebeka S.A.
Förderschacht, Bergwerk Ernest Henry	Australien	1.000	7	Byrnegut Australia
Förderschacht, Bergwerk Rampura Agucha	Indien	950	7,5	Shaft Sinkers
Schacht #1, Bergwerk Ust Jaiwa	Russland	520	8	Deilmann-Haniel

2.2 Kennzahlen und Trends im Schachtbau

Als charakteristische Kennzahlen eines Schachtes können der lichte Durchmesser und die Teufe aufgeführt werden. In den 60er Jahren lag der durchschnittliche Schachtdurchmesser noch bei 5,9 m, heute beträgt der Durchschnittswert rund 7,3 m. Abbildung 3 verdeutlicht diese kontinuierliche Steigerung. Bei gleichbleibender Entwicklung ist davon auszugehen, dass der lichte Schachtdurchmesser im Jahr 2050 im Durchschnitt über 8 m liegt. Dieser Trend basiert weitestgehend auf dem Bedarf nach höherer Schachtförderleistung und Wettermenge, ermöglicht durch erhöhte Standsicherheit der Schachtauskleidung und leistungsfähige Teuftechnik.⁴

⁴ Klein (2002)

Ein anschauliches Beispiel hierfür liefert das Bergwerk Oyu Tolgoi im Süden der Mongolei. Das Gold- und Kupferbergwerk erschließt eine Lagerstätte mit geringem Wertmineralgehalt, in der das Blockbruchbauverfahren (block caving) eine wirtschaftliche Gewinnung ermöglicht. Dieses Abbauverfahren zeichnet sich durch sehr große Fördermengen von über 100.000 t/d, die über den Förderschacht mit 10 m lichtem Durchmesser nach über Tage transportiert werden.⁵ Solche Bergwerke verfügen häufig über ein weitläufiges Grubengebäude, das ausreichend mit frischen Wettern versorgt werden muss. Während in den 60er Jahren der durchschnittliche Streckenquerschnitt bei etwa 9 m² lag, sind heute 24 m² keine Seltenheit. Bei einer angenommenen Mindest-Wettergeschwindigkeit von 0,5 m/s erfordert dies eine Steigerung der Wettermenge von 4,5 auf 12 m³/s. Die Vorgaben zur maximalen Wettergeschwindigkeit im Schacht und der Schachtdurchmesser sind beschränkende Faktoren der Wetterzuführung. Es gilt also, dass maßgeblich durch einen größeren Durchmesser, die zugeführte Wettermenge gesteigert werden kann.⁶

Ebenso ist bei der Teufe von Tagesschächten eine moderate Steigerung im betrachteten Zeitraum erkennbar. Während die durchschnittliche Teufe in den 1960er Jahren noch bei etwa 680 m lag, reichen Tagesschächte heute hinab bis 1.000 m. Die weltweit tiefsten Schächte reichen bis in einen Teufenbereich um 3.000 m. Da die Schachtfördertechnik in diesen Teufen an ihre Grenzen stößt, werden in der Regel abgesetzte Schächte erstellt. Ausgehend von der in Abbildung 3 dargestellten Tendenz ist anzunehmen, dass im Jahr 2050 eine durchschnittliche Teufe von etwa 1.250 m erreicht wird. Dieser Trend verdeutlicht recht anschaulich, dass sich die Gewinnung mineralischer Rohstoffe zunehmend in größere Teufen verlagert. Oberflächennahe Lagerstätten werden seltener, Tagebaue werden in untertägige Betriebe umgewandelt und bestehende Bergwerke erweitern das Grubengebäude, um tieferliegende Lagerstättenteile hereinzugewinnen. Exemplarisch sind hier die Bergwerke Grasberg, Indonesien bzw. Kiruna, Schweden zu nennen.

⁵ Tollinsky (2012)

⁶ Brake and Nixon (2005)

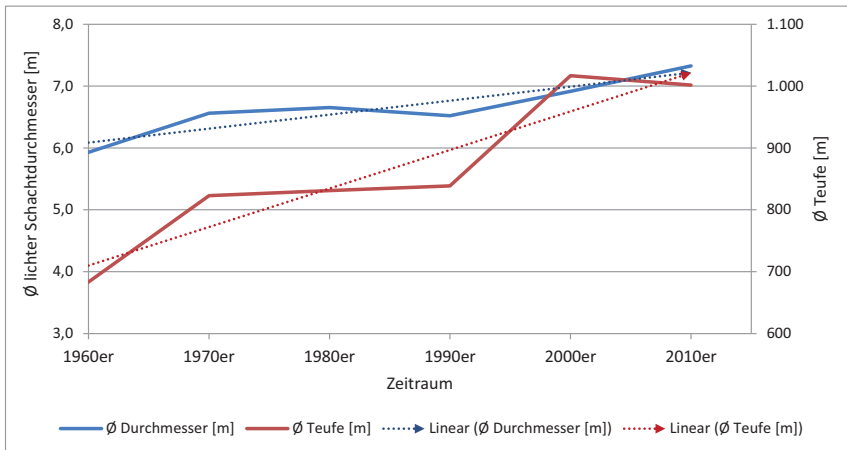


Abbildung 3: Entwicklung von Durchmesser und Teufe von Tagesschächten.

In der ersten Ausrichtungsphase eines Bergwerks kann das Schachtabteufen mehr als die Hälfte der benötigten Zeit beanspruchen. Gleichzeitig ist der Schachtbau in dieser Phase für einen Großteil der Kosten verantwortlich.⁷ Von wesentlicher Bedeutung ist daher die Wahl eines leistungsfähigen und kostengünstigen Teufverfahrens. Im Allgemeinen ist hier zwischen konventioneller, also Bohr- und Sprengtechnik, und mechanisierter Teuftechnik zu unterscheiden. In Abhängigkeit zur der Standfestigkeit des anstehenden Gebirges und erwarteten Wasserzuflüssen kommen zusätzlich Sonderteufverfahren (Gefrier- oder Injektionsverfahren) zum Einsatz.

Der wesentliche Vorteil der konventionellen Teuftechnik liegt vor allem in der Flexibilität in Bezug auf Teufe, Durchmesser und geologischen Rahmenbedingungen. Ein Nachteil ist jedoch, dass die Verfahrensschritte Bohren, Sprengen, Wegladen und Fördern der Berge, Gebirgssicherung und Schachtauskleidung nur bedingt parallel ablaufen können. Selbst mit Einsatz moderner Technik ist häufig der tägliche Teuffortschritt auf 3,5 m bis 4,0 m begrenzt. Mechanisierte Teuftechnik weist im Vergleich zum konventionellen Teufen Vorteile hinsichtlich Teufleistung und Arbeitssicherheit auf. Die höhere Teufleistung basiert

⁷ Darling (2011, p. 1180)

insbesondere auf einem hohen Parallelisierungsgrad der Arbeitsschritte Lösen, Laden, Sichern und Auskleiden.⁸

Obwohl in der Fachliteratur die mechanisierte Schachtteuftechnik heutzutage häufig im Fokus steht, zeigt die Betrachtung der aktuellen Schachtbauprojekte, dass mit etwa 70% weiterhin ein Großteil der Schächte konventionell geteuft wird. Aus der Recherche geht hervor, dass der Einsatz mechanisierter Teuftechnik auf standfestes und wasserfreies Gebirge begrenzt ist. Einzige Ausnahme ist das Jansen Potash Project (Saskatchewan, Kanada). Hier wird ein Shaft Boring Roadheader (SBR) der Firma Herrenknecht eingesetzt, um einen Schacht mit 8 m bis 9,5 m Durchmesser bis in eine Teufe von etwa 1.000 m zu erstellen. Das Schachtbauunternehmen DMC Mining Service setzt hierbei auf eine Kombination von Gefrierschachtverfahren und mechanisierter Teuftechnik.⁹ In Abbildung 4 ist erkennbar, dass sich das mechanisierte Teufverfahren vornehmlich für geringere Teufen (< 600 m) und geringere Durchmesser (< 6,0 m) eignet. Leistungsangaben zu standardisierter Raisebohrtechnik spiegeln das hier dargelegte Einsatzspektrum der mechanisierten Teuftechnik wieder.¹⁰ Bei nicht-standfestem Gebirge mit starken Wasserzuflüssen kommen zu meist Sonderteufverfahren mit Bohr- und Sprengtechnik zum Einsatz. Gleiches gilt für große Schachtdurchmesser über 6 m und Teufen ab 600 m im standfesten Gebirge. Der Leistungsdruck von Seiten der Auftraggeber zwingt Schachtbauunternehmen, insbesondere bei diesen schwierigen Rahmenbedingungen häufig auf die bewährte und flexible konventionelle Teuftechnik zurückzugreifen.

⁸ Handke, Berger, Schmäh, and Künstle (2007)

⁹ Herrenknecht AG (2013)

¹⁰ Sandvik Mining and Construction (2012)

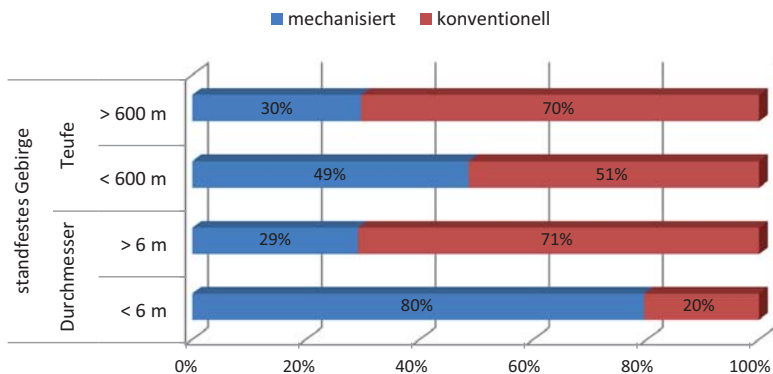


Abbildung 4: Einsatzspektrum der konventionellen und mechanisierten Teuftechnik.

3 Konventionelles Schachtabteufen

Der Zyklus des konventionellen Teufverfahrens beinhaltet die Prozessschritte Bohren, Sprengen, Laden und Fördern, Gebirgssicherung sowie Einbringen von Ausbau. Abbildung 5 zeigt von links nach rechts den zyklischen Ablauf der fünf Hauptarbeitsvorgänge. Nach Bohren der Sprengbohrlöcher mittels Schachtbohrgerät und Sprengen des Abschlags erfolgt das mechanisierte Laden des Haufwerks in einen Bergeskübel durch Ladegeräte, in oder unter der Arbeitsbühne gelagert, oder Lademaschinen auf der Schachtsohle. Im Anschluss wird der gefüllte Bergeskübel mittels Fördermaschine über ein Förderseil nach über Tage gefördert und dort entleert. Sind Schachtsohle und -stoß von gelöstem Gebirge befreit, kann eine vorläufige Gebirgssicherung bzw. endgültiger Ausbau eingebracht werden und der Arbeitszyklus beginnt von neuem.

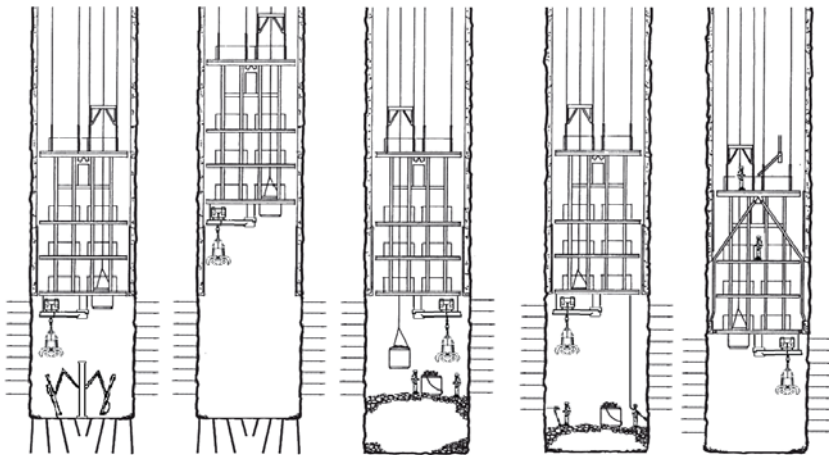


Abbildung 5: Darstellung der zyklischen Arbeitsvorgänge beim konventionellen Schachtabteufen.¹¹

¹¹ Thyssen Schachtbau GmbH (2014)

3.1 Vorschacht

Ein Schachtabteufprojekt beginnt in der Regel mit dem Bau des Vorschachts, der gewissermaßen eine vertikale Startröhre bildet, um einen Vergleich zum Tunnelbau zu bedienen. Prinzipiell gilt der Schacht als Vorschacht bis die konventionelle Teufeinrichtung vollständig installiert ist.¹² Ein Schachtkragen bezeichnet den oberen Teil des Vorschachtes und verankert den Schacht im oberflächennahen Boden.¹³

3.1.1 Vorschachtsicherung

Für den Bau des Vorschachtes kommen allgemeinhin Sicherungstechniken aus der Bauindustrie zur Baugrubenumschließung zum Einsatz. Diese sind beispielsweise das Spundwand-, Schlitzwand- oder Bohrpfahlverfahren.

Spundwandverfahren. Beim Spundwandverfahren werden miteinander verbundene Profilstahlbohlen von Rammhären lotrecht in den Boden getrieben. Je nach Einbautiefe und Bodenbeschaffenheit wird der Profilstahl in den Baugrund gerammt, gerüttelt (vibriert) oder eingepresst. Ausschlaggebend hierfür sind die Schlagfrequenz (zwischen 40-2.000 min⁻¹) und die Fallhöhe des Rammhärens. In bindigem Boden werden die Spundwände mit geringen Schlagzahlen und großen Fallhöhen in den Boden getrieben. Durch die höhere Energie des einzelnen Schlags lassen sich in diesem Fall die Kohäsion des bindigen Bodens und der bei der Bodenverdrängung entstehende Porenwasserdruck besser überwinden. Eine größere Schlagzahl mit geringerer Fallhöhe wird gewählt, um die Spundwand in nicht-bindigen Boden einzubringen. Die schnelle Schlagfolge erreicht eine Auflockerung der dicht gelagerten Bodenteilchen und erleichtert dadurch das Eindringen der Spundbohle. Mit fortschreitender Teufe wächst der Widerstand durch die zunehmende Reibungsfläche. Ohne Sonderverfahren liegt die erreichbare Teufe bei etwa 15 bis 20 m. Mit Hilfe von Vorbohrungen und sehr schonendem Einbringen der Bohlen durch Vibration sind Sicherungstiefen bis 30 m realisierbar. Mit vorgefertigten Spundwandbohlen lässt sich bei geeigneten Bodenverhältnissen in relativ kurzer Bauzeit (etwa 20 m²/h) eine nahezu wasserdichte Vorschachtsicherung kostengünstig erstellen.¹⁴ Grobes Geröll im Baugrund verhindert dagegen das Eindringen der Spundbohlen. Bei einzelnen Gesteinsbrocken im Baugrund besteht

¹² Klein (2002)

¹³ Darling (2011, p. 1181)

¹⁴ Eber (2009)

die Möglichkeit, eine weitere Spundwand mit größerem Durchmesser einzubringen oder den Schachtansatzpunkt leicht zu versetzen.¹⁵

Bohrpfahlverfahren. Das Grundprinzip des Bohrpfahlverfahrens beinhaltet das Erstellen von Bohrlöchern um den späteren Ausbruchsdurchmesser des Schachtes herum und deren Verfüllung mit Beton. Eine betonierte Bohrschablone dient zunächst als Führungsvorrichtung für die einzelnen Bohrungen. Im Anschluss folgt das Niederbringen der Verrohrung, um die Bohrlochwand abzustützen. Am unteren Ende des Bohrrohrs befindet sich ein Schneidschuh, sodass die Verrohrung drehender Weise in den Baugrund gepresst werden kann. Greifbohrgeräte oder Drehbohrgeräte mit Bohrschnecke heben das in die Verrohrungen eindringende Bohrklein. Pfahldurchmesser zwischen 0,5 und 2,0 m sowie die Anordnung der Betonpfähle definieren hierbei die Sicherungsstärke. Die Bohrpfahlwand kann aus gelösten, tangierenden oder überschnittenen Betonpfählen bestehen. Der Abstand gelöster Bohrpfähle sollte maximal zwischen 1 und 3 m liegen, der Zwischenraum ist dann mit Spritzbeton auszukleiden, um nachfallendes Gestein zu vermeiden. Für eine geschlossene Bohrpfahlwand müssen sich die einzelnen Bohrpfähle überschneiden. Hierbei werden zuvor erstellte, noch nicht vollständig erhärtete Betonpfähle angeschnitten. Es ist zu beachten, dass bei dieser Bohrpfahlanordnung nur jedes zweite Bohrloch mit Bewehrung versehen werden kann. Wenn die Endteufe des Bohrpfahls erreicht ist, folgen der Einbau des Bewehrungskorbs und der Betoniervorgang. Das Bohrpfahlverfahren stellt eine flexible Option der Vorschachtsicherung dar, mit der relativ unabhängig der Bodenverhältnisse Teufen bis 50 m realisierbar sind. Im Vergleich zum Spundwandverfahren lässt sich zudem eine bessere Wasserabdichtung erreichen. Ein Nachteil ist die relativ geringe Leistung von etwa 3 m²/h.^{16, 17}

Schlitzwandverfahren. Zur Herstellung einer Schlitzwand wird zunächst auf dem geplanten Schachtkranz ein Graben ausgehoben, dessen Stöße betoniert werden. Dieser Kranz stützt die obere Bodenschicht und dient gleichzeitig als Führung für den anschließend zum Einsatz kommenden Schlitzwandgreifer. Dieser hebt nun nacheinander einzelne Schlitzte aus, die vorläufig mit einer Bentonit-Wasser-Suspension gestützt werden, um Nachfall aus den Stößen zu vermeiden. Trifft der

¹⁵ Reuther (1989, p. 223)

¹⁶ Eber (2009)

¹⁷ Reuther (1989, p. 224)

Greifer auf härtere Einlagerungen im Baugrund, besteht die Option diese mit einem speziellen Fallmeißel zu überwinden. Abschließend werden Bewehrungskörbe und Beton eingebracht. Das Schlitzwandverfahren ermöglicht das zielgenaue Herstellen einer stabilen und gegen Wasserzutritt widerstandsfähigeren Vorschachtsicherung bis in Teufen von 50 m und mehr. Die Bauleistung liegt mit etwa 10 m²/h höher als beim Bohrpfahlverfahren. Allerdings sind die Baukosten ebenfalls höher einzuschätzen.¹⁸

Tabelle 2 fasst die Leistungsparameter der vorgestellten Verfahren zur Vorschachtsicherung zusammen. Die Einteilung der Bodenklasse bezieht sich auf die Bodenklassifikation für bautechnische Zwecke (DIN 18196).¹⁹

Tabelle 2: Übersicht ausgewählter Verfahren zur Vorschachtsicherung.

Sicherungsverfahren	Spundwand	Bohrpfahl	Schlitzwand
Bodenklassen	1 - 3	1 - 6	1 - 6
max. Teufe	25 m (30 m)	50 m	50 m
Betriebsmittel	Hydraulik-Rammbar	Drehbohrgerät, Greifbohrgerät	Schlitzwandgreifer (mit Fallmeißel)
Bauleistung	20 m ² /h	3 m ² /h	10 m ² /h
Kosten	gering	mittel	hoch

3.1.2 Teufarbeit im Vorschacht

Die Teufarbeit im Vorschacht erfolgt häufig in lockeren Gesteinsschichten, sodass zum Lösen des Gebirges keine Bohr- und Sprengarbeiten nötig sind. Zum Einsatz eignen sich deshalb herkömmliche Tiefbaugeräte, wie beispielsweise Seilbagger oder Hydraulikbagger.²⁰ Während der Seilbagger vom Schachtmund aus arbeitet, befindet sich der Hydraulikbagger auf der Schachtsohle und lädt das Haufwerk in einen bereitstehenden Kübel. Ein Auto- oder Portalkran fördert den gefüllten Kübel zu Tage. Besonders bei festeren Böden verfügt ein Hydraulikbagger mit Tieflöffel über den Vorteil, höhere Reiß- und Grabkräfte aufzubringen, im Vergleich zu einem seilgeführten Greifer. Ein wichtiges Merkmal eines Hydraulikbaggers für den Einsatz im Schacht ist, dass das Heck nicht über das Raupenfahrwerk baut und dadurch den Bewegungsraum nicht unnötig einschränkt.

¹⁸ Eber (2009)

¹⁹ (DIN 18196)

²⁰ Reuther (1989, p. 204)

Steht bereits im Vorschacht festes Felsgestein an, besteht auch hier die Möglichkeit mittels Bohr- und Sprengtechnik das Gestein zu lösen. Die Bohrarbeit im Vorschacht erfolgt häufig mit handgeführten Bohrmaschinen oder mit einer Bohrlafette, die an den Ausleger des Hydraulikbaggers montiert wird. Teilweise besteht die Möglichkeit bereits im Vorschacht ein Schachtbohrgerät einzusetzen, wenn über- und untertägige Einrichtungen zur Beförderung und Ausrichtung vorhanden sind. Vor der Sprengung müssen sämtliche Betriebsmittel aus dem Schacht gefördert werden. Nach dem Abziehen der Sprengschwaden und der Sprengkontrolle kann die Lade- und Förderarbeit nach den zuvor beschriebenen Prinzipien erfolgen.

3.2 Bohrtechnik

Die Bohrtechnik ist ein elementarer Bestandteil des konventionellen Schachtabteufens. Die erstellten Bohrlöcher dienen vornehmlich als Ladehohlraum für den Sprengstoff oder als Freifläche für angrenzende Sprengungsladungen.²¹ In diesem Kapitel sollen zunächst die Grundlagen der Bohrtechnik Betrachtung finden. Diese beinhalten allgemeine Ausführungen zur Gebirgslösung unter Berücksichtigung verschiedener Bohrverfahren sowie Grundlagen zum Thema Bohrantrieb und Bohrspülung. Ein zweites Unterkapitel stellt den Stand der Technik der im Schachtbau eingesetzten Bohrgeräte vor. Hier wird zwischen handgeführten Bohrhämmern und speziellen Schachtbohrgeräten unterschieden.

3.2.1 Grundlagen der Bohrtechnik

Zum Herstellen der Sprengbohrlöcher eignen sich verschiedene Bohrverfahren, die sich hinsichtlich der Lösearbeit auf der Bohrlochsohle unterscheiden. Grundsätzlich sind das drehende und schlagende Bohrverfahren voneinander zu trennen. Neben der Lösearbeit ist der Abtransport des Bohrkleins durch die Spülung ein elementarer Faktor für effektive Bohrarbeit. Der Bohrantrieb erfolgt in der Regel pneumatisch, hydro-pneumatisch oder elektro-hydraulisch.

Bohrverfahren. Das drehende Bohren lässt sich in drei weitere Verfahren gliedern: drehend-zerbrechendes Bohren, drehend-schneidendes Bohren und drehend-schleifendes Bohren. Allen Verfahren gemein ist, dass ausschließlich Drehmoment und Vorschubkraft die Lösearbeit auf der Bohrlochsohle verrichten. Die Energieübertragung erfolgt über das Bohrgestänge, das sich dreht und die

²¹ Wild (1984, p. 13)

Bohrkrone gleichzeitig gegen das Gestein presst. Beim drehend-zerbrechenden Bohrverfahren kommen Rollenmeißel zum Einsatz, die durch die Vorschubkraft das Gestein zerbrechen. Für das Sprenglochbohren im Schachtbau ist dieses Verfahren nicht von Bedeutung, da mit einem Rollenmeißel Bohrl Lochdurchmesser ab 75 mm und größer erstellt werden.²² Beim drehend-schneidenden Bohren pressen sich die Schneiden des Bohrkopfes in das Gestein, das dann durch die Drehbewegung fortlaufend abgeschert wird. Der Einsatz des Bohrverfahrens begrenzt sich auf Gesteine mit einer einaxialen Druckfestigkeit unter 80 MPa und niedrigem Quarzgehalt.²³ Daher ist das drehschneidende Bohren im Kali- und Steinsalzbergbau zur Erstellung von Sprengbohrlöchern weit verbreitet. Dagegen erfolgt die Anwendung des drehend-schleifenden Bohrverfahrens in sehr abrasiven Gesteinen mit hoher einaxialer Druckfestigkeit. Mit Hilfe von Diamantbohrkronen wird das Gestein bei geringer Andruckkraft und hoher Drehzahl schleifend gelöst. In erster Linie findet dieses Verfahren bei Explorationsbohrungen Anwendung, beispielsweise wenn ein Bohrkern zur Untersuchung des Gesteins erforderlich ist. Zur Herstellung von Sprengbohrlöchern ist das drehend-schleifende Bohrverfahren eher unüblich.²⁴

Beim schlagenden Bohrverfahren wird die Schlagenergie eines Kolbens über den Bohrstahl und die Bohrkron e in die Bohrl ochsohle gleitet. Eine normale Schlagzahl liegt bei rund 50 Hz. Über ein Drehwerk wird die Bohrkron e nach jedem Schlag geringfügig versetzt, sodass jeweils ein neuer Bereich der Bohrl ochsohle bearbeitet werden kann. Das schlagende Bohren eignet sich für hartes und sprödes Gestein. Dagegen ist die Kombination aus drehendem und schlagendem Bohren auch für weiches Gestein optimal geeignet. Während der Drehbewegung wird durch die Vorschubvorrichtung eine ständige Andruckkraft aufgebracht, sodass neben der zertrümmernden Wirkung der Schlagenergie das Gestein zusätzlich auf Scherung beansprucht wird.

Bohrspülung. Für effiziente Bohrarbeit ist eine laufende Abfuhr des Bohrkleins aus dem Bohrl och erforderlich. Dies erfolgt durch ein Spülmittel, beispielsweise Luft oder Wasser, das durch das Gestänge und die Bohrkron e zur Bohrl ochsohle geleitet wird. Die Gesteinsteilchen können mit dem Spülmedium über den Ringraum zwischen Bohrgestänge und Bohrl ochwand ausge tragen werden. Bei Einsatz einer Luftspülung

²² Byström (1979)

²³ Lopez Jimeno (1995)

²⁴ Byström (1979)

ist die Staubbelastung auf der Schachtsohle durch das trockene Bohrklein sehr hoch. Bei Bedarf muss daher der Staub mit einer Saugglocke am Bohrlochmund aufgefangen und abgeschieden werden. Bei der Spülung mit Wasser ist die Staubbelastung deutlich geringer zu erwarten. Jedoch sammelt sich das Brauchwasser in den erstellten Bohrlöchern, die deshalb vor dem Laden und Besetzen mit Druckluft ausgeblasen werden müssen. Beim Gefrierschachtverfahren wird Lauge anstatt Wasser als Spülmedium verwendet. Hier ist die Bereitstellung der Lauge über eine gesonderte Leitung notwendig. Außerdem ist die korrosive Wirkung der Lauge auf das Bohrgerät zu beachten.²⁵

Bohrantriebe. Der Antrieb von Bohrgeräten kann pneumatisch, hydro-pneumatisch oder elektro-hydraulisch erfolgen. In der konventionellen Teuftechnik werden alle drei Antriebssysteme verwendet. Die Ausführung der Bohrantriebe richtet sich vornehmlich nach dem eingesetzten Bohrverfahren. Der Vorteil pneumatischer Antriebe liegt insbesondere im einfachen Aufbau und geringem Wartungsaufwand der Bohrmaschinen. Weiterhin ist kein Explosionsschutz in schlagwettergefährdeten Bereichen notwendig. Pneumatische Antriebe zeichnen sich durch ein hohes Anzugsmoment und eine stufenlose Regelung von Drehmoment und Drehzahl aus. Die Bereitstellung der benötigten Druckluft ist im deutschen Schachtbau in der Regel gewährleistet, da auch weitere Betriebsmittel (z.B. Greifer) ebenfalls pneumatisch angetrieben werden. Beachtet werden muss, dass Druckluft ein vergleichsweise teurer Energieträger ist. Pneumatische Antriebe sind sehr laut und beeinträchtigt die Arbeitsbedingungen auf der Schachtsohle. Weitere Nachteile sind ein relativ hohes Gewicht der Bohrgeräte und ein geringer Wirkungsgrad von etwa 60%, der nur eine begrenzte Antriebsleistung zulässt. Besonders bei festem Gebirge ist jedoch eine hohe Antriebsleistung nötig. Hydraulische Antriebe können durch die hohe Energiedichte im Antriebsmedium Öl und einen höheren Wirkungsgrad von rund 80% bei stärkerer Antriebsleistung kleiner dimensioniert werden. Eine gewisse Anfälligkeit bei Verschmutzung sowie eine vergleichsweise komplexer Aufbau führen dazu, dass die Wartung hydraulischer Antriebe aufwendiger und anspruchsvoller ist.²⁶

²⁵ Heiniö (1999, p. 68)

²⁶ Heiniö (1999, p. 70)

3.2.2 Bohrgeräte im Schachtbau

Die Tatsache, dass bis in die Jahre nach 1940 bis 1950 ungelernte und billige Arbeitskräfte der Bergbauindustrie in großer Vielzahl zur Verfügung standen, ist ein Grund für den geringen Mechanisierungsgrad im gesamten Bergbau und somit auch in der konventionellen Schachtteuftechnik bis zu diesem Zeitpunkt. Die rückläufige Zahl an günstigen Arbeitskräften und die Forderung nach mehr Leistung gaben schließlich den entscheidenden Anstoß, die Entwicklung mechanischer Schachtbohrgeräte voranzutreiben.²⁷ Erstmals wurden pneumatische Schachtbohrgeräte in Europa und den USA in den 60er Jahren eingesetzt. In Kanada erfolgte die Einführung der mechanisierten Schachtbohrgeräte erst in den 70er Jahren, da das bevorzugte stufenweise Abteufen mit damaligen Schachtbohrgeräten nicht möglich war. Auch in der Bergbaunation Südafrika kam die Technik erst nach 1970 zum Einsatz. Hier standen weiterhin billige Arbeitskräfte zur Verfügung, die die anstrengende Bohrarbeit mit handgeführten Bohrhämmern erledigten.²⁸

3.2.2.1 Handgeführte Bohrgeräte

Heute wie damals ist das Erstellen der Sprengbohrlöcher mit handgeführten Bohrgeräten sehr personalintensiv. Beispielsweise arbeiteten in Südafrika in einem Schacht mit 8 m Durchmesser bis zu 50 Personen parallel auf der Schachtsohle. Neben den beengten Platzverhältnissen führen eine hohe Lärm- und Staubbelastung zu harschen Arbeitsbedingungen, denen die Sohlenmannschaft ausgesetzt ist. Abgesehen von der allgemeinhin unfallträchtigen Arbeit auf der Schachtsohle entsteht durch den Umgang mit schweren Bohrmaschinen zusätzlich ein hohes Verletzungsrisiko. Trotzdem werden auch heute noch handgeführte Bohrgeräte zum Erstellen von Sprengbohrlöchern auf der Schachtsohle verwendet. Jedoch begrenzt sich deren Einsatz zumeist auf weniger kapitalintensive Schachtabteufprojekte mit geringer Endteufe und kleinem Ausbruchsquerschnitt. Die Teufleistung ist hierbei vergleichsweise niedrig, da zum einen die Bohrgeschwindigkeit mit handgeführten Bohrgeräten deutlich geringer als bei Schachtbohrgeräten ist. Zum anderen ist die Abschlagslänge durch zu erwartende Bohrlochabweichung und schwierige

²⁷ Soutar and O'Connor (1988)

²⁸ Graham and Evans (2008b)

Handhabung langer Bohrgestänge auf etwa 1,8 m begrenzt.²⁹ Mit Hilfe von Anhängegewichten kann die Andruckkraft und damit die Bohrgeschwindigkeit etwas verbessert werden. Um die Ergonomie bei der manuellen Bohrarbeit und die Länge der Abschlüge zu erhöhen, besteht die Möglichkeit die Bohrgeräte in einer Rahmenkonstruktion unterhalb der Arbeitsbühne zu verspannen.³⁰

3.2.2.2 Schachtbohrgeräte

Bei modernen Schachtbohrgeräten kann zwischen zwei grundlegenden Konstruktionsweisen bzw. deren Verlagerungsform während der Bohrarbeit unterschieden werden. Einerseits besteht die Möglichkeit das Schachtbohrgerät während der Bohrarbeit auf der Schachtsohle bzw. am Schachtstoß zu verlageren, andererseits stellt die Verlagerung in der Arbeitsbühne eine Option dar.

Verlagerung im Schacht. Der grundsätzliche Aufbau dieser Schachtbohrgeräte besteht aus einer Mittelsäule, an der alle weiteren Gerätekomponenten verlagert sind. Am oberen Ende der Mittelsäule befindet sich in der Regel ein Bedienstand, das sog. Krähenneest. Radial ausklappbar sind je nach Hersteller drei bis acht Auslegerarme mit Bohrlafetten angeordnet. Zur Verlagerung des Bohrgeräts stehen optional Teleskopausleger am oberen Ende und/oder Standfüße am unteren Ende der Mittelsäule zur Verfügung. Der Antrieb der Schachtbohrgeräte erfolgt wahlweise hydro-pneumatisch oder elektro-hydraulisch. Ausgewählte Hersteller dieser Schachtbohrgeräte sind die Firmen Deilmann Haniel Mining Systems GmbH (DHMS), Low Cost Mining Ltd. (LCM), Herrenknecht AG (HK) und Murray & Roberts Cementation (MRC). Im Folgenden wird nun näher auf die konstruktionsbedingten Gemeinsamkeiten und Unterschiede der jeweiligen Hersteller eingegangen.

- Bohrrarme

Der regenschirmartige Ausklappmechanismus der Bohrrarme unterscheidet sich von Hersteller zu Hersteller. Die Auslegerarme des **Bohrgeräts von DHMS** sind mit einer Doppellagerung drehbar am unteren Teil der Mittelsäule befestigt und werden von oben nach unten mit Hilfe einer Seilwinde ausgeklappt. Jeder Ausleger ist unabhängig verstellbar und lässt sich um 360° um die Mittelsäule drehen. Am Auslegerende befindet sich die Bohrlafette, einschließlich Bohrantrieb und

²⁹ Murray & Roberts Cementation (2010)

³⁰ Oprema Ravne d.o.o (2013)

Steuerungselement. Entlang der heruntergeklappten Auslegerarme ist es möglich, die Bohrlafetten in horizontaler Richtung entlang einer Zahnstange zu verfahren. Die Bohrarmlänge wird projektbezogen an den Ausbruchsdurchmesser im Schacht angepasst, bei Bedarf ist eine Verlängerung durch Anbausegmente möglich. Der Fahrweg der Bohrlafette lässt sich durch angeschraubte Anschläge begrenzen. Grundsätzlich lassen sich die Auslegerarme mit verschiedenen Arten von Bohrlafetten ausrüsten.³¹ Die Anschlagpunkte der Bohrarme des **LCM-Schachtbohrgeräts** liegen direkt unterhalb des Bedienkorbs am oberen Ende der Mittelsäule. Über Hydraulikzylinder werden die teleskopierbaren Bohrarme, einem Regenschirm gleich von unten nach oben aufgeklappt. Eine Teleskopeinrichtung der Bohrarme ermöglicht das Erstellen unterschiedlich großer Ausbruchsdurchmesser. Am unteren Ende der Bohrarme ist die Bohrlafette montiert. Der Schwenkwinkel der Bohrarme ist begrenzt, sodass jede Lafette nur einen bestimmten Bereich abbohren kann. Die Neigung der Bohrlafette erfolgt über Hydraulikzylinder, die an Bohrarm und Lafette verlagert sind.³² Beim **HK-Modell** befindet sich die Verlagerung der Auslegerarme ebenfalls am oberen Teil der Mittelsäule. Im Transportmodus zeigt das Ende der Auslegerarme zur Schachtsohle. Für die Bohrarbeit können die Ausleger über zwei Hydraulikzylinder bis in die Horizontale ausgeklappt werden. Die Bohrlafette am Auslegerende kann mit Hilfe eines weiteren Hydraulikzylinders geneigt werden. Dieses Funktionsprinzip ist mit dem LCM-Schachtbohrgerät vergleichbar.³³ Das **MRC-Schachtbohrgerät** arbeitet mit schwenkbaren Teleskopauslegern, die ebenfalls unterhalb des Bedienstands an der Mittelsäule verlagert sind. Mit einem Hydraulikzylinder werden die Bohrarme aufgeklappt, die dabei durch den begrenzenden Schwenkwinkel nur einen festen Sektor auf der Schachtsohle erreichen können.³⁴

- Verlagerung und Ausrichtung

Zur Verlagerung und Ausrichtung der Bohrgeräte stehen zwei Varianten zur Verfügung. Die Verlagerung und Ausrichtung am Schachtstoß erfolgt mit Teleskoparmen, die am oberen Ende der Mittelsäule angeordnet sind oder mit Standfüßen auf der Schachtsohle. Der Transport nach unter bzw. über Tage erfolgt

³¹ Deilmann Haniel Mining Systems GmbH (2014c)

³² Low Cost Mining Ltd. (2012)

³³ Herrenknecht AG (2014)

³⁴ Murray & Roberts Cementation (2010)

in jedem Fall über die Förderung durch die Kübelöffnungen der Arbeitsbühne. Hierfür sind Anschlagpunkte am oberen Bedienkorb vorgesehen. Über Kettenhubzüge erfolgt anschließend die grobe Ausrichtung zum Schachtzentrum. Die Mittelsäule des **DHMS-Geräts** endet in einem Metaldorn, dem sog. Pius. Der Dorn wird in ein Piusbohrloch (erstellt mit einem handgeführten Bohrgerät) im Schachtmittelpunkt abgesetzt und dient damit der Ausrichtung und Fixierung des Schachtbohrgeräts. Direkt unterhalb des Bedienstandes befindet sich eine Verspannvorrichtung, bestehend aus drei Teleskoparmen, die sich über Druckluftzylinder von der vertikalen Transportposition an der Mittelsäule aufwärts in die Horizontale verfahren lassen. Anschließend kann der Teleskoparm mit Hilfe eines integrierten Hydraulikzylinders gegen die Schachtwand verspannt werden. Der Teleskoparm lässt sich rund 1.7 m ausfahren. Die vertikale Ausrichtung des Schachtbohrgeräts ist durch eine Libelle im Bedienkorb überprüfbar.³⁵ Die Feinjustierung des **LCM-Schachtbohrgerät** geschieht mit Hilfe der Standvorrichtung vergleichsweise zügig am unteren Ende der Mittelsäule. Diese besteht aus vier ausklappbaren Standfüßen, die insgesamt eine Standfläche von rund 3 m x 3 m aufweisen. Aufgrund der breiten Aufstellfläche ist eine obere Verspannvorrichtung nicht nötig. Über vertikal angeordnete Hydraulikzylinder können kleinere Unebenheiten der Schachtsohle ausgeglichen werden. Bei schlechter Schachtsohle kann das Bohrgerät nicht sicher aufgestellt werden.³⁶ Beim **HK-Bohrgerät** ist eine Verspanneinrichtung aus drei Teleskoparmen ebenfalls unter dem Bedienkorb angeordnet, die von unten nach oben über Hydraulikzylinder in die Horizontale verfahren werden. Abgesehen von der Positionierung der Hydraulikzylinder ist das Verspannsystem der HK-Bohrgeräte mit denen von DHMS vergleichbar. Laut Herstellerangaben besteht die Möglichkeit schon im eingehängten Zustand die Teleskoparme zur Ausrichtung des Bohrgeräts zu nutzen. Zu diesem Zeitpunkt trägt das Förderseil die Gewichtslast und es sind keine zusätzlichen Hebezeuge notwendig um das Bohrgerät auszurichten. Für zusätzliche Standsicherheit während der Bohrarbeit sorgt ein dreiteiliger Standfuß am unteren Ende der Mittelsäule.³⁷ Das **MRC-Schachtbohrgerät** setzt mit der Mittelsäule auf der Schachtsohle auf. Mit drei Teleskoparmen verspannt sich das Bohrgerät gegen die Schachtwand. Zusätzlich können drei Standfüße abgespreizt

³⁵ Deilmann Haniel Mining Systems GmbH (2014c)

³⁶ Low Cost Mining Ltd. (2012)

³⁷ Herrenknecht AG (2014)

werden, um die Standsicherheit zu erhöhen (nicht aufgeführt in der schematischen Darstellung in Abbildung 6).³⁸

- Bohrlafette

Die geplante Länge und Neigung der Bohrlöcher sind wichtige Einflussgrößen bei der Auswahl von Schachtbohrgeräten. Je nach Ausführung sind Lafetten montierbar, die über einen Vorschubweg von rund 5 m verfügen. Ein ausreichender Vorschubweg ist nötig, um zeitaufwendiges Nachsetzen von Bohrgestänge zu vermeiden. Die Steuerung einer Bohrlafette erfolgt in der Regel durch einen Schachthauer. Mit dem **Schachtbohrgerät von DHMS** wird zum Einrichten der Bohrlochrichtung die Bohrlafette mit dem Ansetzdorn auf die Schachtsohle aufgesetzt und über die Vorschubeinrichtung am Auslegerarm in entsprechende Neigung gebracht. Der maximale Neigungswinkel liegt bei 20° und wird durch Sicherungsketten begrenzt.³⁹ Die Lafettenneigung der **Bohrgeräte von LCM, HK und MRC** erfolgt über Hydraulikzylinder, die an Bohrarm und Lafette verlagert sind. Der Anstellwinkel ist dabei nicht bei 20° Neigung begrenzt, sodass auch radiale Bohrlöcher in den Schachtstoß, beispielsweise für Anker erstellt werden können.^{40,41, 42}

- Lagerung über Tage

Für die horizontale Lagerung und zur Wartung *des DHMS-Schachtbohrgerät* über Tage stehen zwei schienengebunden Transportwagen zur Verfügung, auf denen das Gerät aufliegt. Die vorgesehenen Auflageflächen am Schachtbohrgerät befinden sich am Bedienkorb und am unteren Ende der Mittelsäule über dem Pius.⁴³ Das **LCM-** und das **HK-Bohrgerät** können durch die Standfüße vertikal stehend gelagert werden. Die Wartung des gesamten Geräts ist dadurch einfacher. Außerdem können ohne größeren Aufwand Probebohrarbeiten durchgeführt werden. Der Transport zum Schacht erfolgt mit Hilfe eines Krans oder mit einer schienengeführten Rahmengestell.^{44, 45}

³⁸ Murray & Roberts Cementation (2010)

³⁹ Deilmann Haniel Mining Systems GmbH (2014c)

⁴⁰ Herrenknecht AG (2014)

⁴¹ Low Cost Mining Ltd. (2012)

⁴² Murray & Roberts Cementation (2010)

⁴³ Deilmann Haniel Mining Systems GmbH (2014c)

⁴⁴ Herrenknecht AG (2014)

⁴⁵ Low Cost Mining Ltd. (2012)

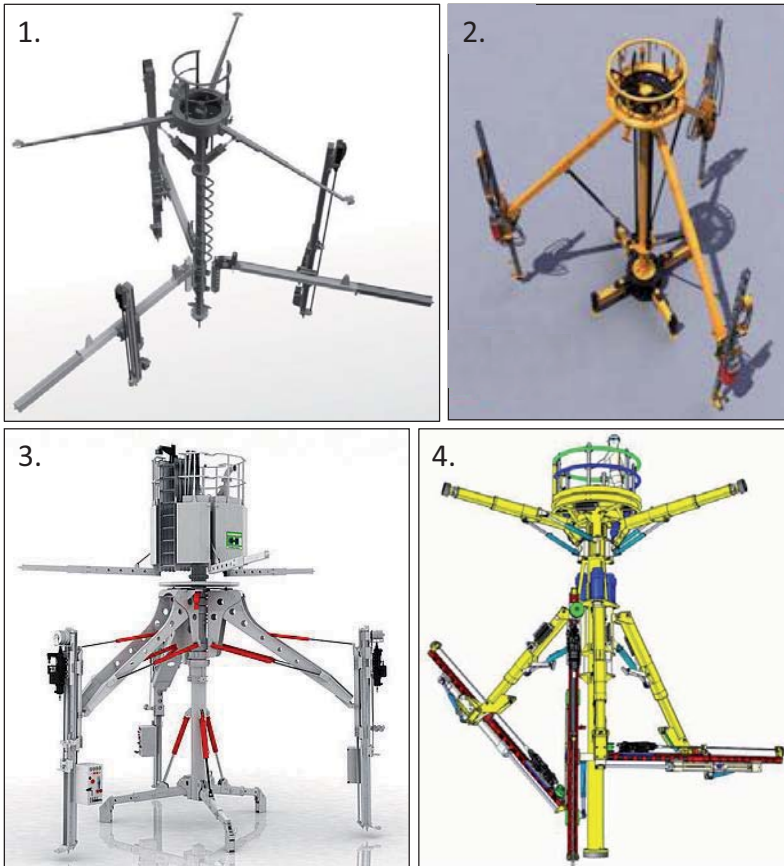


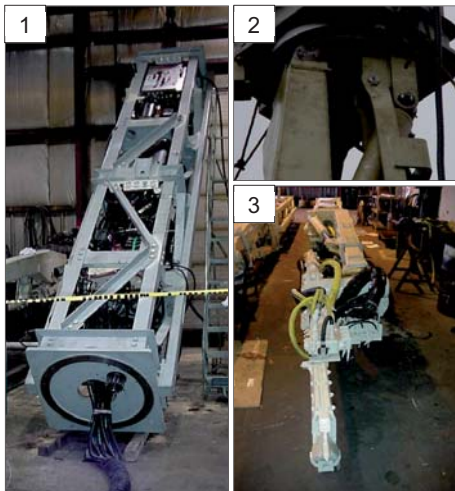
Abbildung 6: Schachtbohrgeräte ausgewählter Hersteller mit Verlagerung am Schachtstoß bzw. auf der Schachtsohle (1. Deilmann Haniel Mining Systems; 2. Low Cost Mining Ltd.; 3. Herrenknecht AG; 4. Murray & Roberts Cementation).

Bühnenverlagerte Schachtbohrgeräte. Insbesondere in Nordamerika, aber auch in Südafrika und Australien kommen bühnenverlagerte Schachtbohrgeräte zur Erstellung der Bohrlöcher zum Einsatz. Als Hersteller sind beispielsweise Joy Global oder Caterpillar Mining Inc. zu nennen. Das Schachtbohrgerät wird nach erledigter Bohrarbeit in der Arbeitsbühne abgestellt. Dadurch entfällt der Zeitaufwand für das Ein- und Ausfordern des Bohrgeräts. Gerade in großer Teufe kann dadurch ein zeitaufwendiger Arbeitsschritt eingespart werden. In der Arbeitsbühne ist hierfür der nötige Platz mit entsprechenden Aufnahmeeinrichtungen vorgesehen. Wartungsarbeiten am Bohrgerät werden ebenfalls auf der Arbeitsbühne

durchgeführt. Durch die Verlagerung in der Arbeitsbühne entfällt das zeitaufwendige vertikale Ausrichten des Bohrgeräts.

Das bühnenverlagerte Schachtbohrgerät setzt sich grundsätzlich aus zwei Systemkomponenten zusammen. Der obere Teil besteht aus der Antriebseinheit, integriert in ein Rahmengestell mit Führungseinrichtung, das aufkommende Hebelkräfte bei der Bohrarbeit in die verspannte Arbeitsbühne überträgt (siehe Abbildung 7, links). Der Antrieb erfolgt je nach Bedarf hydro-pneumatisch oder elektro-hydraulisch. Unter dem Antrieb sind die Bohrarme mit je einer Lafette angeordnet. Im Regelfall sind bühnenverlagerte Schachtbohrgeräte mit maximal vier Bohrarmen ausgestattet, die unabhängig voneinander im jeweiligen Arbeitsbereich positioniert werden können. Die Arbeitsbereiche überschneiden sich, sodass im Falle eines defekten Bohrarms ein großer Teil mit den übrigen Bohrlafetten abgedeckt werden kann. In Abbildung 7, rechts oben ist die drehbare Lagerung der Bohrlafette zu erkennen. Bei der Bohrarbeit setzt die Lafette mit einem Dorn auf die Schachtsohle auf. Die Steuerung der Bohrantriebe befindet sich am unteren Ende der Auslegerarme und ist von der Schachtsohle aus zu bedienen. Elektro-hydraulisch betriebene Schachtbohrgeräte können ebenfalls mittels Funkfernsteuerung bedient werden.⁴⁶

⁴⁶ Mining Technologies International Inc. (2013)



1. Rahmengestell mit Führungseinrichtung
2. Drehbare Verlagerung des Bohrarms
3. Bohrlafette mit Aufsetzdorn

Abbildung 7: Systemkomponenten bühnenverlagerter Schachtbohrgeräte.⁴⁷

Eine technische Abwandlung der bühnenverlagerten Schachtbohrgeräte sieht nach erfolgter Bohrarbeit die Lagerung im Fördergerüst vor. Das Funktionsprinzip bleibt dabei grundsätzlich erhalten, jedoch wird das Bohrgerät während der Bohrarbeit in der runden Kübelöffnung der Arbeitsbühne verlagert. Die Antriebseinheit kann dadurch etwas größer dimensioniert werden. Ein weiterer Vorteil ist, dass Wartungsarbeiten am Schachtbohrgerät auf dem Fördergerüst über Tage leichter durchzuführen sind. Allerdings muss zusätzlicher Zeitaufwand für das Ein- und Ausfordern des Bohrgeräts berücksichtigt werden. Außerdem belegt das Schachtbohrgerät während der Bohrarbeit die Förderung.⁴⁸

⁴⁷ Mining Technologies International Inc. (2013)

⁴⁸ Chadwick (1991)

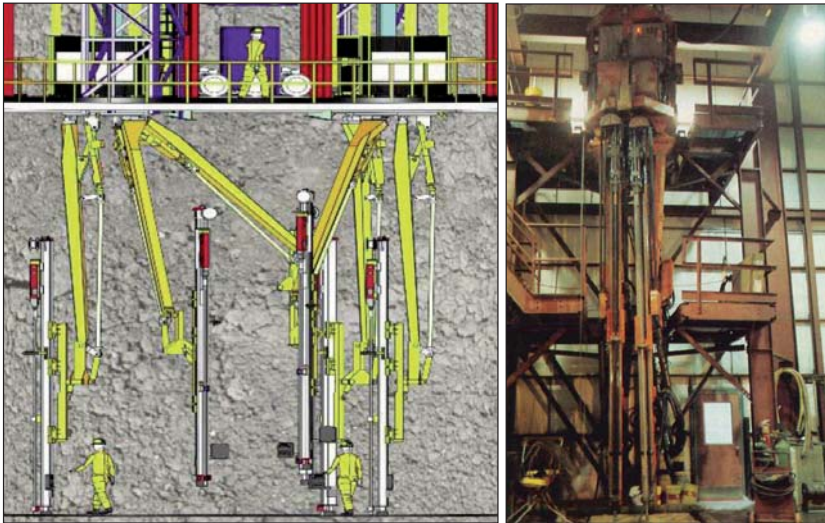


Abbildung 8: Bühnenverlagerte Schachtbohrgeräte mit übertägiger Lagerung nach der Bohrarbeit.^{49, 50}

3.3 Spreng- und Zündtechnik

Dieses Kapitels beschreibt die Spreng- und Zündtechnik beim Abteufen von Schächten. Vorab sollen die Grundlagen der Spreng- und Zündtechnik kurz erläutert werden, um im nachfolgenden Kapitel die Komponenten eines Sprengbildes für das Schachtabteufen entsprechend den Rahmenbedingungen auszulegen. Die Grundlagen der Sprengtechnik umfassen den Mechanismus der Gesteinszerstörung bei einer Sprengung, Kennwerte gewerblicher Sprengstoffe sowie eine Beschreibung gängiger Zündmittel.

3.3.1 Gesteinszerstörung

Im Anschluss an das Bohren, Laden und Besetzen der Bohrlöcher folgt die Sprengung, mit der das Gestein aus dem Gebirgsverband gelöst werden soll. Mit der Zündung startet die chemische Umsetzung des Sprengstoffs, bei der es zu einer Freisetzung von Wärme und Schwaden kommt, das Volumen vergrößert sich schlagartig.

⁴⁹ Murray & Roberts Cementation (2012)

⁵⁰ Chadwick (1991)

Die Sprengstoffumsetzung lässt sich in zwei Phasen einteilen. In der Detonationsphase entsteht durch die schlagartige Volumenzunahme eine Druckwelle. Der sog. Detonationsdruck setzt sich in der Ladesäule und im umliegenden Gestein fort. Unmittelbar an das Bohrloch angrenzendes Gestein wird in der Detonationsphase zertrümmert. Die Druck- und Zugfestigkeit des Gesteins wird in diesem Bereich überschritten. Der sich ausbreitende Detonationsdruck bildet im weiteren Abstand zum Bohrloch radiale Risse im Gestein aus, da der abnehmende Detonationsdruck nur noch die Zugfestigkeit des Gesteins überschreitet. Diese ist rund siebenfach geringer als die Druckfestigkeit. Die Energie der Druckwelle nimmt mit zunehmender Ausbreitung ab und durchläuft das Gestein ohne es zu zerstören. Im Anschluss an die Detonationsphase folgt die Gasdruckphase. Die Expansion der heißen Sprengschwaden in die umliegenden Risse im Gestein führt zu einer Auflockerung und schließlich zum Werfen der Vorgabe. Die Druckwelle wird zu diesem Zeitpunkt an Freiflächen oder Störungen im Gestein reflektiert und überlagert sich mit entgegenkommenden Druckwellen. Dadurch auftretende Zugspannungen im Gestein erzeugen weitere Risse, in die die Sprengschwaden eindringen.⁵¹

Das erfolgreiche Lösen des Gesteins hängt von vielen Faktoren ab. Zu nennen sind beispielsweise Gebirgseigenschaft, Bohrloch- und Sprenggeometrie sowie Eigenschaften eingesetzter Sprengstoffe. Im Folgenden sollen einige Kennwerte näher erläutert werden, die zur Beschreibung der Sprengstoffeigenschaften dienen.

3.3.2 Sprengstoffeigenschaften

Energiepotential. Das Arbeitsvermögen eines Sprengstoffes wird durch das Energiepotential angegeben. Es kann zwischen absoluter und effektiver Energie eines Sprengstoffes unterschieden werden. Während die absolute Energiemenge eine theoretische Größe ist, gibt die effektive Energiemenge den Wert an, der für eine Gesteinszerstörung ausreicht. Dafür wird nur die Energiemenge berücksichtigt, die oberhalb eines Detonationsdrucks von 100 MPa freigesetzt wird. Im Regelfall erreicht die effektive Energiemenge zwischen 35 und 90% der absoluten Energiemenge. Für den Vergleich gewerblicher Sprengstoffe ist der Energiegehalt einer bestimmten Sprengstoffmasse (spezifische Energie) oder eines Sprengstoffvolumens (Energiedichte) in das Verhältnis einer äquivalenten Masse

⁵¹ Roschlau (1993, pp. 17–21)

bzw. Volumen an ANFO (Ammonium Nitrat Fuel Oil) zu setzen. Der Energiegehalt von ANFO, zusammengesetzt aus 94% Ammoniumnitrat und 6% Mineralöl, liegt bei 880 cal/g.^{52, 53}

Dichte. Die Sprengstoffdichte dient als Parameter für das Energiepotential bzw. für die Detonationsgeschwindigkeit. Es ist zwischen der Dichte des Sprengstoffs in dargereichter Form und der Ladedichte nach dem Einbringen in das Bohrloch zu unterscheiden. Je nach Darreichungsform und Einbringverfahren (manuell, pneumatisch oder hydraulisch) kann sich die Ladedichte gegenüber der eigentlichen Sprengstoffdichte erhöhen. Der Füllungsgrad beschreibt das Verhältnis von Sprengstoffvolumen zum Volumen des Laderaums.⁵⁴

Detonationsgeschwindigkeit. Die Detonationsgeschwindigkeit (Velocity of Detonation, VOD) bezeichnet die Umsetzungsgeschwindigkeit des Sprengstoffs und dem zur Folge die Geschwindigkeit mit der sich die Detonationswelle in der Ladesäule vorwärts bewegt. Angaben zu Eigenschaften gewerblicher Sprengstoffe geben in der Regel einen Geschwindigkeitsbereich an, da die VOD teilweise von äußeren Einflüssen anhängig ist. Beispielsweise beeinflussen Sprengstoff- bzw. Ladedichte die VOD. Im Allgemeinen gilt, dass mit höherer Sprengstoff- oder Ladedichte die VOD ansteigt. Sprengstoffe mit hoher VOD verfügen gleichzeitig über einen hohen Detonationsdruck.⁵⁵

Detonationsdruck. Der Detonationsdruck beeinflusst die Wirkung der Sprengstoffladung auf die Bohrlochwandung und deren unmittelbare Umgebung (Risszone). Detonationsdrücke gewerblicher Sprengstoffe liegen zwischen 700 MPa und 13.800 MPa. Um eine erfolgreiche Rissbildung in hartem, druckfestem Gestein zu erzielen, muss ein Sprengstoff mit hohem Detonationsdruck gewählt werden.⁵⁶

Detonationsübertragung. Um die Umsetzung der vollständigen Ladesäule zu gewährleisten und Sprengversager zu vermeiden, ist neben einer erfolgreichen Initiierung der Ladung, die Detonationsübertragung innerhalb der Ladesäule von Bedeutung. Der sog. obere kritische Beladungsdurchmesser kennzeichnet den

⁵² Orica Explosives (1999)

⁵³ Roschlau (1993, p. 24)

⁵⁴ Roschlau (1993, p. 25)

⁵⁵ Roschlau (1993, p. 25)

⁵⁶ Bender (1999)

geringsten Durchmesser einer Sprengladung, bei dem die Detonationsübertragung noch sicher gewährleistet werden kann. Unterhalb des unteren kritischen Durchmessers ist die Sprengstoffumsetzung nicht mehr zuverlässig. Für Sprengstoffe in patronierter Darreichungsform ist zum einen der kritische Beladungsdurchmesser und zum anderen der max. zulässige Abstand der einzelnen Patronen einzuhalten, um eine vollständige Detonationsübertragung zu ermöglichen.⁵⁷

Sprengschwaden. Nach der Umsetzung der Ladung entstehen Sprengschwaden, die sich in Abhängigkeit vom Sprengstoff hinsichtlich Zusammensetzung und Volumen unterscheiden. Bezogen auf den festen Sprengstoff dehnen sich die Schwaden auf das 500-1.000fache Volumen aus. Der Sprengstoff als Kohlenstoff- und Wasserstoffträger reagiert nach der Initiierung größtenteils zu Kohlenstoffdioxid, Wasserdampf und Stickstoff. Zudem entstehen durch eine nicht-vollständige Umsetzung giftige Gase, wie Kohlenstoffmonoxid und Stickoxide. Die Entstehung der Schwaden, nebst giftigen Bestandteilen, führt zu der Notwendigkeit, den Ort nach der Sprengung zu bewettern und vor Betreten mit entsprechender Messtechnik zu überprüfen.⁵⁸

Wasserbeständigkeit. Wasserführendes Gebirge oder Bohrantriebe mit Wasserspülung führen dazu, dass der Sprengstoff im Bohrloch in Kontakt mit Feuchtigkeit kommt. Bei einigen Sprengstoffen, so z.B. bei ANFO liegt nur eine geringe oder gar keine Wasserbeständigkeit vor, so dass bei Wasserkontakt der Sprengstoff ausgelaugt wird und eine Umsetzung der vollständigen Ladesäule nicht möglich ist. In diesem Fall müssen wasserfeste Sprengstoffe, z.B. in patronierter Form oder als Emulsion eingesetzt werden.⁵⁹

Einsatztemperaturen. Bei der Verwendung verschiedener Sprengstoffe sind immer die vom Hersteller angegebenen Einsatztemperaturen zu beachten. Im Allgemeinen ist ein Temperaturbereich vorgegeben, in dem die ordnungsgemäße Umsetzung des Sprengstoffs gewährleistet werden kann. Im Schachtbau ist beim Abteufen mittels Gefrierverfahren besonders auf die untere Grenze der Einsatztemperaturen zu achten.

⁵⁷ Wild (1984, p. 32)

⁵⁸ Roschlau (1993, p. 19)

⁵⁹ Wild (1984, p. 33)

3.3.3 Gewerbliche Sprengstoffe

In Deutschland erfolgt eine grobe Unterteilung der gewerblichen Sprengstoffe in Gesteins- und Wettersprengstoffe. Eine weitergehende Gliederung wird in Bezug auf die Detonationsgeschwindigkeit vorgenommen. Hier kann zwischen deflagrierender oder detonierender Sprengstoffumsetzung unterschieden werden. International ist eine Einteilung nach Kapselempfindlichkeit geläufig. Als kapselempfindlich wird ein Sprengstoff bezeichnet, der ausschließlich mit Hilfe eines Zünders, ohne zusätzliche Schlagpatrone vollständig umgesetzt werden kann.

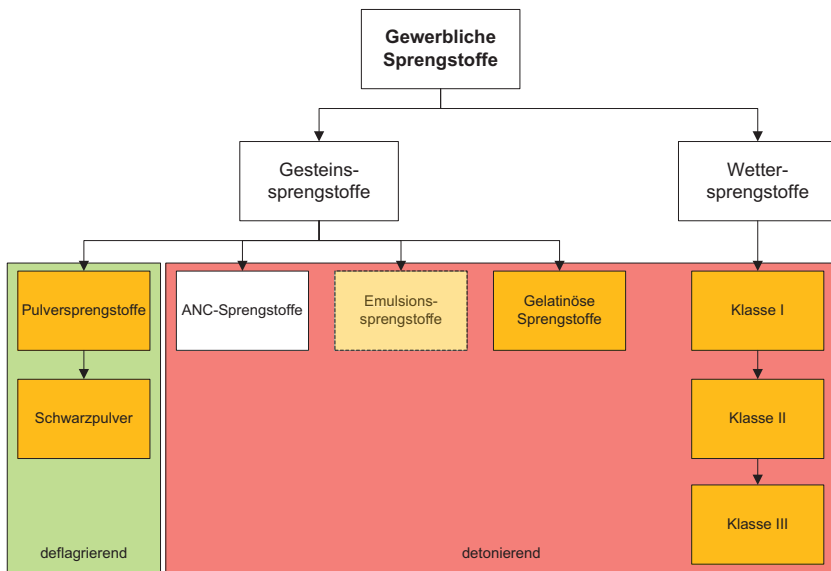


Abbildung 9: Einteilung ausgesuchter gewerblicher Sprengstoffe.

Pulversprengstoffe. Pulversprengstoffe sind deflagrierende Sprengstoffe, die mit einer Detonationsgeschwindigkeit von weniger als 2.000 m/s umsetzen. Schwarzpulver deflagriert mit einer Geschwindigkeit von etwa 600 m/s. Aufgrund der relativ langsamen Umsetzung wirken Pulversprengstoffe nicht zertrümmernd, sondern stark schiebend durch ein hohes Schwadenvolumen. Zur Zündung reicht zumeist eine Flamme oder Zündschnur. Pulversprengstoffe wie Schwarzpulver zeigen eine hohe Empfindlichkeit gegenüber Wasser und können daher nur in trocknen Bohrlöchern eingesetzt werden. Ein weiterer Nachteil ist, dass die Schwaden sehr giftig sind. Daher eignen sich Pulversprengstoffe vornehmlich zur

schonenden Sprengung von Natursteinen, zum Beispiel zur Gewinnung von Schiefer oder Marmor über Tage. Im Schachtbau kommt dieser Sprengstoff heute nicht mehr zum Einsatz.^{60, 61}

ANC-Sprengstoffe. ANC-Sprengstoffe, auch ANFO genannt, bestehen zumeist aus Ammoniumnitrat und einem flüssigen Kohlenwasserstoffträger. Das Basisprodukt setzt sich aus 94% Ammoniumnitrat und 6% Mineralöl zusammen. Die Darreichung erfolgt ausnahmslos in rieselfähiger gepillter oder pulverförmiger Form. Als Prills werden poröse Ammoniumnitrat-Kügelchen bezeichnet, deren kleine Lufteinschlüsse extrem wichtig für Detonationsfähigkeit des Sprengstoffs sind. Zum einen unterstützt die Porosität Aufnahme und Haltevermögen des Mineralöls, zum anderen ermöglichen die kleinen Lufteinschlüsse in der Ammoniumnitratmatrix den sog. „Hot Spot Effekt“. Die vorwiegende Druckwelle des Initials komprimiert die Lufteinschlüsse, wodurch hier kurzfristig extrem hoher Druck und hohe Temperaturen entstehen. Das gesteigerte Energieniveau erleichtert die Umsetzung der chemischen Reaktion von Sauerstoff- und Kohlenstoffträger und ermöglicht dadurch überhaupt erst die Detonationsfähigkeit des ANC-Sprengstoffs. Für die Initiierung von nicht-kapselempfindlichem ANFO ist eine Verstärkerladung nötig. Im Vergleich zu anderen detonierenden Sprengstoffen erzielt ANFO eine geringe Detonationsgeschwindigkeit. Jedoch wird durch das hohe Schwadenvolumen eine stark schiebende Wirkung auf das Gestein erreicht.⁶²

Die Dichte von ANC-Sprengstoff liegt mit 0,8-1,0 g/cm³. Als rieselfähiges Produkt füllt der Sprengstoff das Bohrloch als Laderaum nahezu vollständig aus, wodurch die Ladedichte in etwa gleich der Sprengstoffdichte ist. Weitere Vorteile liegen im relativ geringen Preis bedingt durch eine einfache Herstellung, eine hohen Handhabungssicherheit sowie die Möglichkeit des pneumatischen Einbringens. Ein Hauptnachteil ist das stark hygroskopische Verhalten, sodass aus diesem Grund der ANC-Sprengstoff in nassen Bohrlöchern nicht zu verwenden ist.⁶³ Als Anwendungsgebiete eignen sich daher Großbohrlochsprengungen im Tagebau oder Salzgewinnung mittels konventioneller Bohr- und Sprengtechnik unter Tage. Im

⁶⁰ Roschlau (1993, p. 26)

⁶¹ Wild (1984, p. 37)

⁶² Hammelmann and Albrecht (2006)

⁶³ Roschlau (1993, p. 31)

Schachtbau kommen ANC-Sprengstoffe ebenfalls zum Einsatz, hauptsächlich bei Teufarbeiten im Salinar.

Gelatinöse Sprengstoffe. Der relativ hohe Gehalt (18-40%) an gelatinisiertem Sprengöl gibt diesen Gesteinssprengstoffen seine gelatinöse Beschaffenheit und damit den entsprechenden Namen. Neben Sprengöl besteht die Zusammensetzung gelatinöser Sprengstoffe vornehmlich aus Ammoniumnitrat (50-70%), Nitroverbindungen (3-7%) und weiteren brennbaren Bestandteilen. Aus den Bestandteilen des gelatinösen Sprengstoffs lassen sich einige grundlegende Eigenschaften ableiten. Diese sind beispielsweise eine hohe Sprengstoffdichte bis $1,5 \text{ g/cm}^3$ und ein hoher Detonationsdruck. Der Detonationsdruck (Brisanz) lässt sich insbesondere durch den Anteil an Sprengöl und Nitroverbindungen steuern. Weiterhin zeichnen sich gelatinöse Sprengstoffe durch ein hohes Energiepotential und eine ausgezeichnete Übertragungsfähigkeit aus. Bei Beachtung des kritischen Ladungsdurchmessers, ermöglicht die gute Detonationsübertragung gelatinöser Sprengstoffe die Verwendung von Patronen mit gerade einmal 18 mm Durchmesser. Durch den hohen Gelatinegehalt zeigen diese Sprengstoffe allgemein eine gute Wasserbeständigkeit. Aufgrund seiner Eigenschaften ist das Einsatzspektrum von gelatinösen Sprengstoffen breit gefächert. Neben Sprengarbeiten unter und über Tage, werden gelatinöse Sprengstoffe aufgrund ihrer hohen Brisanz als Verstärkerladung eingesetzt.^{64, 65}

Emulsionssprengstoffe. Als Emulsion wird eine Mischung bezeichnet, die aus mindestens zwei unlöslichen Flüssigkeiten und einem Emulgator besteht. Emulsionssprengstoffe gehören hierbei zu den Wasser/Öl-Emulsionen. Als Sauerstoffträger für den Sprengstoff dienen in Wasser gelöste Salze, wie z.B. Ammoniumnitrat oder Natriumnitrat. Mineralöl liefert den Kohlenstoff. Eine mechanische Mischung dieser zwei Bestandteile würde keine dauerhafte Bindung ermöglichen. Dagegen wirkt ein geeigneter Emulgator durch seine hydrophilen und lipophilen Eigenschaften einer Entmischung entgegen und bildet eine stabile Emulsion aus. Vergleichbar mit ANC-Sprengstoffen beruht die Detonationsfähigkeit von Emulsionssprengstoffen auf dem Hot Spot Effekt. Deshalb erfolgt in einem weiteren Schritt die sog. Sensibilisierung der Emulsion zu einem

⁶⁴ Wild (1984, p. 38)

⁶⁵ Roschlau (1993, p. 27)

Emulsionssprengstoff durch das Einmischen von kleinen Lufteinschlüssen. Hierfür kommen zwei Verfahren zur Anwendung: das Einmischen von Mikroglashohlkörpern oder die chemische Sensibilisierung (chemical gassing). Mit einer Reduzierung der Sprengstoffdichte, einstellbar zwischen 1,1 bis 1,3 g/cm³, lässt sich die Kapselempfindlichkeit erhöhen. In der Regel liegen kapselempfindliche Emulsionssprengstoffe patroniert vor. Neben der Sprengstoffdichte kann über das Mengenverhältnis der Komponenten das Energiepotential verändert werden. Die Mischung von Emulsionssprengstoff mit ANC-Sprengstoff (Heavy-ANFO) reduziert die Detonationsgeschwindigkeit und steigert das Schwadenvolumen. Durch die verschiedenen Zusammensetzungen ist der Emulsionssprengstoff vielseitig einsetzbar. Liegt der Anteil an ANC-Sprengstoff unter 50% kann der Sprengstoff auch in wasserführenden Bohrlöchern eingesetzt werden. Pumpfähige Emulsion ermöglicht zudem eine nahezu vollständige Ausladung des Bohrlochs. Ein weiterer Vorteil ist, dass die giftigen Bestandteile in den Schwaden bei Emulsionssprengstoffen wesentlich geringer im Vergleich zu anderen Sprengstoffen sind.^{66, 67}

Während im deutschen Schachtbau bei anstehendem Hartgestein ohne Schlagwettergefahr zumeist gelatinöse Sprengstoffe zum Einsatz kommen, wurde in Nordamerika bei der Verwendung von Emulsionssprengstoff beim konventionellen Schachtabteufen gute Erfahrungen gemacht. Als besonderer Vorteil wird unter anderem die Möglichkeit aufgeführt, den Emulsionssprengstoff mechanisiert in das Bohrloch zu pumpen. Das manuelle Besetzen der Bohrlöcher mit patroniertem Sprengstoff ist dagegen vergleichsweise zeitaufwendig.⁶⁸ Abbildung 10 zeigt ein pneumatisches Ladegerät für Emulsionssprengstoff der Firma Dyno Nobel. Die Konstruktionsweise ist speziell auf die Anforderungen im Schacht zugeschnitten. Der Transport des Geräts erfolgt über die Seilförderung. Auf der Schachtsohle wird das Ladegerät abgeschlagen und an die Druckluftversorgung angeschlossen. Vor Ort wird der Emulsionssprengstoff chemisch sensibilisiert und pneumatisch in die vorgesehenen Sprengbohrlöcher gepumpt.⁶⁹

⁶⁶ Schneider (2004)

⁶⁷ Roschlau (1993, p. 32)

⁶⁸ Roy and Roach (1997)

⁶⁹ Dyno Nobel (2013a)

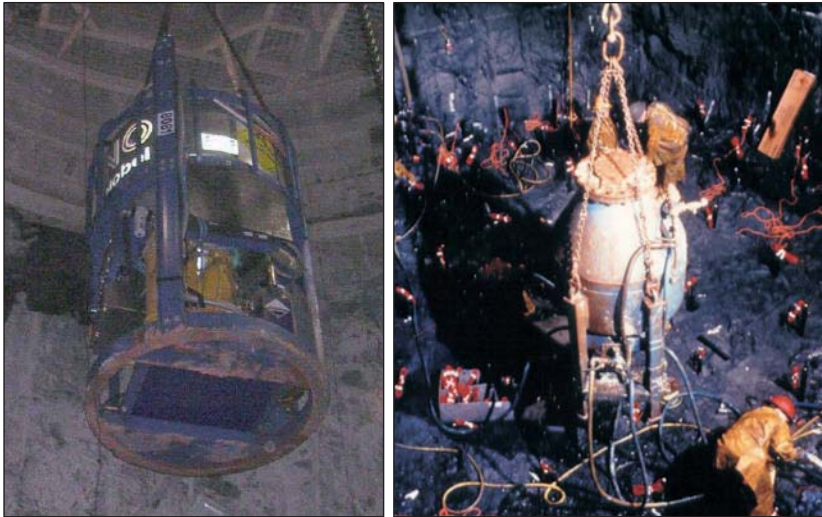


Abbildung 10: Zwei pneumatische Ladegeräte für Emulsionsprengstoff.⁷⁰

Wettersprengstoffe. Wettersprengstoffe stellen in der Gliederung der gewerblichen Sprengstoffe eine gesonderte Gruppe der detonierenden (brisanten) Sprengstoffe dar. Sie finden Anwendung, wenn bestimmte Anforderungen hinsichtlich der Sicherheit gegen Zündung von Schlagwettern und Kohlenstaub-Luft-Gemischen notwendig sind. Für die Umsetzung eines explosionsfähigen Wettergemisches ist eine entsprechende Zündzeit erforderlich, die mit steigender Temperatur abnimmt. Wettersprengstoffe enthalten nur einen geringen Anteil an Ammoniumnitrat. Hauptsauerstoffträger ist Natriumnitrat (NaNO_3), das mit Ammoniumchlorid (NH_4Cl) ein umgekehrtes Salzpaar bildet. Die Reaktion läuft nur unter einer entsprechenden Druck- und Wärmeentwicklung im Bohrloch ab. Die Produkte aus der ersten Reaktion sind Ammoniumnitrat (NH_4NO_3), das für vollständige Detonation erforderlich ist, und Kochsalz (NaCl). Dieses feinverteilte Kochsalz mindert die Temperatur bei der im zweiten Schritt vollständigen Sprengstoffumsetzung und sorgt damit für Schlagwettersicherheit. Wettersprengstoffe werden in drei Klassen unterteilt. Mit steigender Kennnummer(I-III) reduziert sich der Anteil an Sprengöl im

⁷⁰Dyno Nobel (2013b)

Wettersprengstoff, einhergehend mit einer Reduzierung der Sprengwirkung auf 80%, 75% bzw. 60% im Vergleich zu gelatinösem Sprengstoff.⁷¹

Auch im Schachtbau werden Wettersprengstoffe eingesetzt wenn Schlagwettergefahr droht, vornehmlich im Steinkohlenbergbau im Bereich der Flözdurchtrittsstellen. Ebenso ist im Salzgestein gebundenes Methan anzutreffen, sodass hier beim Schachtabteufen in Schlagwetter gefährdeten Bereichen die Verwendung von Wettersprengstoffen erforderlich sein kann.⁷²

3.3.4 Zündtechnik

Zur Initiierung einer Sprengladung eignen sich verschiedene Zündsysteme. Dabei kann grundsätzlich zwischen elektrischer, elektronischer und nicht-elektrischer Zündung unterschieden werden. Das folgende Kapitel soll die drei Zündsysteme näher erläutern.

Elektrisches Zündsystem. Ein elektrisches Zündsystem besteht aus elektrischen Zündern, Zündleitungen und einer Zündmaschine. Abbildung 11 verdeutlicht den Aufbau und das Funktionsprinzip eines elektrischen Zünders. Über zwei Zuleitungsdrähte ist die Zündpille (1) mit einer Stromquelle, der Zündmaschine verbunden. In der Anzündpille befindet sich eine metallische Glühbrücke, die sich bei Stromfluss aufheizt. Die Wärme der Glühbrücke überträgt sich auf den anliegenden, leichtentzündbaren Zündsatz, der zunächst eine Primärladung (4) zur Detonation bringt, die wiederum eine Sekundärladung (5) initiiert. Der Unterschied zwischen Momentzünder und Zeitzünder liegt in einem Verzögerungssatz (3), der zwischen Anzündpille und Primärladung eingebaut ist. Zeitzünder können weiterhin in Kurzzeitzünder und Langzeitzünder gegliedert werden. Kurzzeitzünder weisen eine Verzögerungszeit unter 100 ms auf, während das Verzögerungsintervall von Langzeitzündern über 100 ms liegt.⁷³

⁷¹ Roschlau (1993, p. 33)

⁷² Jendersie (1969, p. 80)

⁷³ ORICA Germany GmbH (2003a)

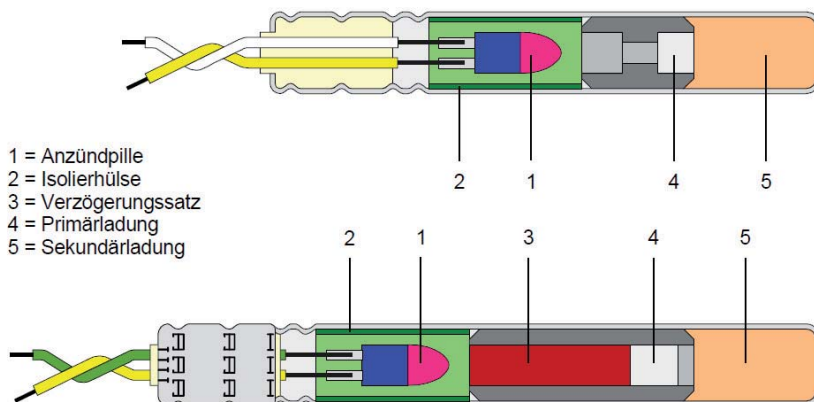


Abbildung 11: Aufbau eines elektrischen Zünders. Oben ein Momentzünder, unten ein Zeitzünder mit Verzögerungssatz.⁷⁴

Die Stromzufuhr zum Zünder erfolgt über Zünderdrähte, bestehend aus Stahl oder Kupfer, ummantelt mit Kunststoff als Isoliermaterial. Außerhalb des Bohrlochs werden in der Regel mehrere Zünderdrähte zu Gruppen miteinander verkuppelt. Zündleitungen verbinden die Zündergruppen am Sprengort mit der Stromquelle. Als Stromquelle können Kondensator-Zündmaschinen dienen. Mit dem Funktionsprinzip eines Fahrraddynamos vergleichbar, erfolgt das Aufladen des Kondensators durch das Drehen an einer Kurbel. Die gespeicherte Energie wird dann durch Betätigen eines Schalters in den Zündkreis entladen.⁷⁵

Die Anordnung elektrischer Zünder erfolgt entweder in Reihenschaltung oder Parallelschaltung. Eine Kombination aus beiden Varianten ist ebenfalls möglich. Die einfachste Schaltung elektrischer Zünder ist die Reihenschaltung. Der Gesamtwiderstand errechnet sich aus der Summe aller Einzelwiderstände von Zündern, Verlängerungsdrähten sowie Zündleitung. Durch den relativ hohen Widerstand im Zündsystem besteht bei einer Reihenschaltung, besonders bei komplexen Zündsystemen oder nassen Betriebspunkten immer die Gefahr von Nebenschlüssen, wenn beispielsweise die Kunststoffisolierung der Zünderdrähte beschädigt wird. Durch den Strommangel im Zündsystem können bei zu geringer Stromstärke hinter dem Nebenschluss Sprengversager auftreten und dadurch den

⁷⁴ ORICA Germany GmbH (2003a)

⁷⁵ ORICA Germany GmbH (2003a)

Sprengerfolg negativ beeinflussen. Im Regelfall ist der Widerstand parallel geschalteter Zünder geringer als der Widerstand des Nebenschlusses, wodurch ein Nebenschluss vermieden werden kann. Bei einer Parallelschaltung ist jeder Zünder über zwei blanke Kupferlitzen direkt mit der Zündleitung verbunden. Da der sich Zündstrom in die parallel geschalteten Zünder aufteilt, ist eine ausreichend hohe Stromstärke erforderlich um alle Zünder sicher zu zünden.⁷⁶

Beim Schachtabteufen sind Abschlüsse mit 120 Sprengbohrlöchern und mehr keine Seltenheit. Bei einer entsprechenden Anzahl an Zündern ist die Leistung der Zündmaschine eventuell nicht ausreichend, um eine sichere Zündung aller parallelgeschalteten Zünder zu gewährleisten. Für solche komplexeren Anwendungszecke eignen sich Kombinationsvarianten aus Parallel- und Reihenschaltung, beim Schachtabteufen kommt beispielsweise die sog. Dreiantennenschaltung zum Einsatz (siehe Abbildung 12). Bei dieser Variante werden zwei parallel geschaltete Zündergruppen mit gleicher Zünderanzahl hintereinander geschaltet. Eine dritte Kupferlitze verbindet dabei die zwei Parallelschaltungen.⁷⁷

⁷⁶ ORICA Germany GmbH (2003a)

⁷⁷ Wild (1984, p. 77)

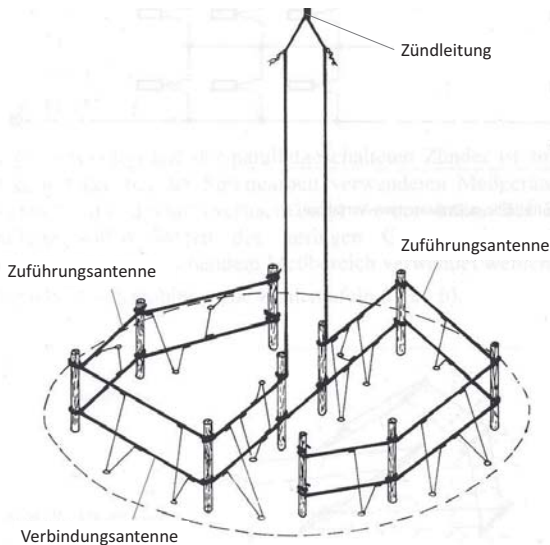


Abbildung 12: Schematische Darstellung einer Dreiantennenschaltung beim Schachtabteufen.⁷⁸

Nicht-elektrisches Zündsystem. Dieses Zündsystem setzt sich aus einem Zündschlauch und nicht-elektrischen Zündern zusammen. Der Zündschlauch besteht aus einem mehrlagigen Kunststoffschlauch, der im Innern mit hochbrisantem Sprengstoff beschichtet ist. Der Sprengstoffgehalt beträgt etwa 16-20 mg/m. Nach der Initiierung durchläuft den Zündschlauch mit rund 2.000 m/s ein Detonationsimpuls, der ausreicht um am Ende den Zünder zu aktivieren. Über einen Schlauchstopfen ist der Zündschlauch fest mit dem Zünder verbunden. Der ankommende Detonationsimpuls initiiert die Primärladung, die eine Detonation der nachfolgenden Sekundärladung auslöst. Bei Langzeitzündern ist zwischen Anzündschlauch und Primärladung ein pyrotechnischer Verzögerungssatz integriert.⁷⁹

Elektronisches Zündsystem. Ein elektronisches Zündsystem besteht im Wesentlichen aus drei Systemkomponenten: Zünder, Datenerfassungs- und Prüfgerät (Logger) sowie einem Zündgerät (Blaster). Der Zünder ähnelt im Aufbau einem elektrischen Momentzündler ohne Verzögerungssatz, verfügt aber zusätzlich

⁷⁸ Wild (1984, p. 77)

⁷⁹ ORICA Germany GmbH (2003b)

über eine Konsole mit Mikrochip und Kondensator. Mit Hilfe des Loggers wird dem Mikrochip ein Zündzeitpunkt im Bereich von 0 - 15.000 ms zugeordnet. Der Kondensator speichert zunächst die bereitgestellte Energie des Zündgeräts und gibt diese zum Zündzeitpunkt an die Zündpille weiter, um Primärladung und Sekundärladung zu initiieren. Nach Abschluss der Programmierung und Betätigen der Zündanlage arbeitet jeder Zünder autark. Elektronische Zündsysteme ermöglichen die höchste Zeitgenauigkeit, die mit elektrischen und nicht-elektrischen Zündsystemen nicht erreichbar ist. Zudem ist der Zündkreis über den Logger vollständig überprüfbar. Allerdings liegen die Kosten im Vergleich zu den beiden anderen Zündsystemen deutlich höher.⁸⁰

Sprengschnüre und Verstärkerladungen. Sprengschnüre verfügen im Bergbau über ein breites Anwendungsfeld. Unter anderem eignen sich Sprengschnüre zur sicheren Initiierung von Sprengladungen oder zum gebirgsschonenden Sprengen. Der Aufbau besteht aus einem Schlauch mit kapselempfindlicher Sprengstoffseele. Die Zündung einer Sprengschnur erfolgt mit Hilfe herkömmlicher Zünder oder wird durch eine weitere Sprengschnur eingeleitet. Eine Sprengschnur detoniert mit einer Geschwindigkeit von 6.000-7.500 m/s. Die Sprengkraft einer Sprengschnur richtet sich nach dem Kaliber, also dem Sprengstoffgehalt in Gramm pro Meter. Allgemein hin liegt dieser zwischen 5 - 100 g/m. Kurze Abschnitte großkalibriger Sprengschnur können durchaus als Verstärkerladung eingesetzt werden.⁸¹

Eine Verstärkerladung sichert die Zündübertragung auf die Sprengladung und die planmäßige Umsetzung, insbesondere bei nicht kapselempfindlichen Sprengstoffen (z.B. ANC-Sprengstoff). Aufgrund der hohen Brisanz eignen sich gelatinöse Sprengstoffpatronen gut als Zündverstärker (auch Schlagpatrone genannt).⁸² Die Darstellung in Abbildung 13 zeigt drei beispielhafte Bohrlochladungen mit Verwendung von Sprengschnüren und Verstärkerladungen.

⁸⁰ ORICA Germany GmbH (2003b)

⁸¹ ORICA Germany GmbH (2003b)

⁸² Roschlau (1993, p. 27)

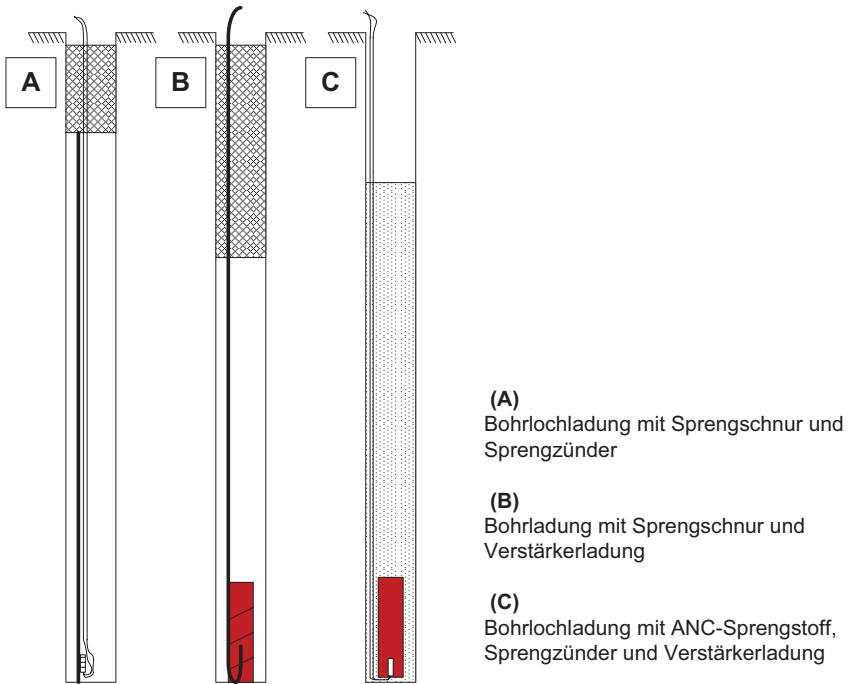


Abbildung 13: Ladungsvarianten von Bohrlöchern mit Sprengschnur und Verstärkerladung.⁸³

⁸³ Roschlau (1993, p. 106)

3.4 Sprengbildentwicklung

Ein Sprengbild beschreibt die Anzahl, Maße, Anordnung und Richtung der im Sprengverfahren vorgesehenen Bohrlöcher. Weiterhin enthält das sog. Leitsprengbild Angaben zur Bohrlochladung und zur eingesetzten Zündtechnik. Eine Vielzahl an Faktoren fließt in die Sprengbildentwicklung ein. Für die Planung sind vor allem Gebirgsverhältnisse (und damit die Sprengbarkeit des Gebirges), Sprengtechnik und Abschlagsgeometrie relevant, um das angestrebte Sprengergebnis zu erreichen. Die Sprengtechnik aus dem horizontalen Streckenvortrieb ist durchaus mit der beim konventionellen Schachtabteufen vergleichbar. Es muss jedoch beachtet werden, dass das Gebirge entgegengesetzt zur Schwerkraft gelöst und geworfen werden muss, wodurch sich ein erhöhter Sprengstoffbedarf ergibt. Neben Schachtdurchmesser und Abschlagslänge ist die Geometrie des Abschlags durch das Teufverfahren vorgegeben. Schächte können demnach aus dem Vollen, stufenweise (engl. benching method) oder spiralförmig geteuft werden. Zumeist wird jedoch der volle Schachtquerschnitt hereingesprengt. In diesem Fall lässt sich ein Sprengbild von innen nach außen in drei Bohrlochgruppen gliedern: Einbruch, Helferbohrlöcher und Kranzbohrlöcher. Für die jeweiligen Gruppen stehen verschiedene Berechnungsansätze zur Verfügung, die in den folgenden Kapiteln näher erläutert werden.

3.4.1 Einbruchsarten und deren Berechnungsansätze

Beim Schachtabteufen aus dem Vollen, ähnlich wie beim horizontalen Streckenvortrieb, ist zunächst die Schachtsohle bzw. die Ortsbrust die einzige Freifläche eines Abschlags. Der Einbruch schafft einen Hohlraum, auf dessen zusätzliche freie Fläche die umliegenden Sprengladungen wirken können. In Bezug auf Anordnung und Neigung der Einbruchbohrlöcher lassen sich Parallel- und Schrägeinbrüche voneinander unterscheiden. Die Bohrlöcher eines Paralleleinbruchs verlaufen annähernd senkrecht zur Schachtsohle, während beim Schrägeinbruch die Bohrlöcher in einem Winkel kleiner 90° zur Schachtsohle abgesetzt werden.

3.4.1.1 Paralleleinbrüche

Stufeneinbruch. Der Stufeneinbruch besteht aus geladenen Parallelbohrlöchern, die mindestens zwei verschiedene Bohrlochlängen aufweisen. Kurze Bohrlöcher werden vollständig mit Sprengstoff geladen, während längere Bohrlöcher ausschließlich im Bohrlochtiefsten geladen sind. Der freibleibende Teil im oberen Bereich dient den

kurzen Sprengbohrlöchern als Freifläche. Die Anzahl der Einbruchbohrlöcher richtet sich nach der Sprengbarkeit des Gebirges: je fester das Gebirge, desto höher die Bohrlochanzahl. Die maximale Abschlagslänge liegt bei etwa 2,0 - 2,5 m. Das Beispiel in Abbildung 14 zeigt einen Stufeneinbruch, bestehend aus neun Bohrlöchern, mit entsprechender Verteilung der Zündstufen, geeignet für härteres Gebirge. Für diese Einbruchvariante liegen keine Berechnungsansätze vor.⁸⁴

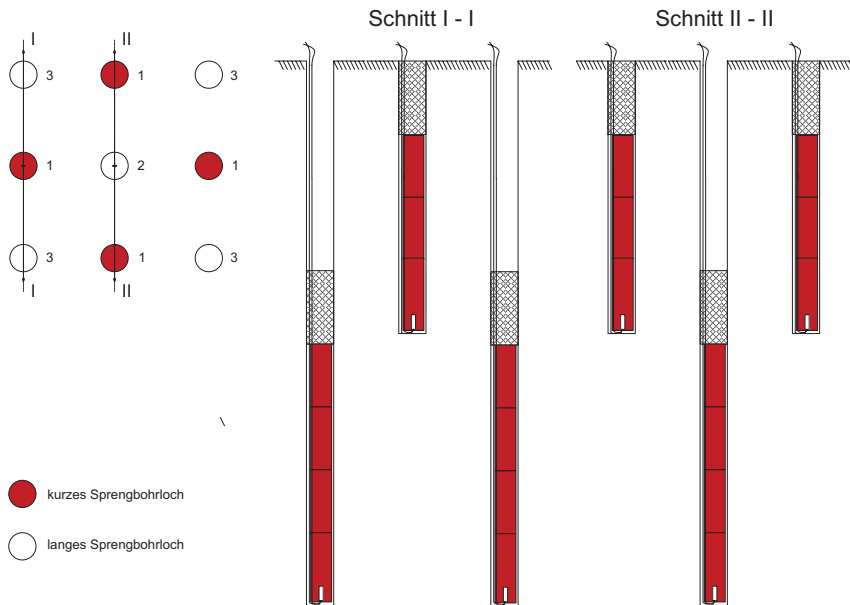


Abbildung 14: Variante des Stufeneinbruchs für hartes Gebirge.

Brennereinbruch. Die Bohrlöcher eines Brennereinbruchs (engl. burn cut) enthalten nicht alle eine Sprengladung. Die Freibohrlöcher entspannen das Gebirge und werden durch die umliegenden Sprengbohrlöcher aufgeweitet. Ungeladene Bohrlöcher im Brennereinbruch weisen entweder einen vergleichbaren oder größeren Durchmesser als die restlichen Sprengbohrlöcher im Einbruch auf. Die Freibohrlöcher sollten rund 30 cm tiefer als die umliegenden Sprengbohrlöcher gebohrt werden. Dadurch ist es den Sprengbohrlöchern möglich vollständig auszubrechen und die geplante Abschlagslänge zu erreichen. Durch die Vertiefung entsteht eine Art Pumpensumpf, in dem das Gebirgs- oder Prozesswasser

⁸⁴ Roschlau (1993, p. 141)

gesammelt und abgepumpt werden kann. Die Bohrgenauigkeit der parallellaufenden Einbruchsbohrlöcher ist wichtig, da sich bereits bei einer Bohrlochabweichung von 2%, die erzielbare Abschlagslänge auf etwa 95% der Bohrlochlänge verkürzt. Aufgrund der geringen Sprengbohrlochabstände im Einbruch besteht die Gefahr der Fremdinitiierung. Deshalb sollte der Abstand, insbesondere in weicherem Gebirge mindestens 30 cm betragen. Freie Bohrlöcher sind so zu platzieren, dass sie Detonationsstöße auf umliegende Sprengbohrlöcher abdämpfen. Ein allgemeiner Vorteil von Paralleleinbrüchen gegenüber Schrägeinbrüchen ist die Minimierung von Steinflug.⁸⁵

Eine Variante des Brennereinbruchs sieht vor, um ein Großbohrloch oder mehrere kleinere Freibohrlöcher herum bis zu vier Quadrate mit Sprengbohrlöchern anzuordnen. Mit folgender Formel lassen sich mehrere Freibohrlöcher (FBL) auf ein äquivalentes Großbohrloch mit entsprechendem Durchmesser d'_{FBL} umrechnen.⁸⁶

Formel 1: Berechnung eines äquivalenten Großbohrlochs.

$$d'_{FBL} = d_{FBL} * \sqrt{n_{FBL}}$$

Das Zentrum der Sprengloch-Quadrate liegt im Mittelpunkt des Großbohrloches. Aufeinander folgende Quadrate sind jeweils um 45° zueinander versetzt. Der Abstand der ersten vier Sprengbohrlöcher, also deren Vorgabe errechnet sich aus dem 1,5fachen Durchmesser des Großbohrlochs. Die Vorgabe V des zweiten Quadrats ist gleich der Kantenlänge W des ersten Quadrats. Der Abstand des Sprengbohrlochs zum Bohrlochmittelpunkt der Großlochbohrung (x) beträgt das 1,5fache der Kantenlänge. Die Dimensionierung der nachfolgenden Sprengloch-Quadrate drei und vier erfolgt nach dem gleichen Prinzip. Tabelle 3 fasst die Berechnungen zusammen und veranschaulicht die Anordnung der Bohrlöcher im Brennereinbruch.^{87, 88}

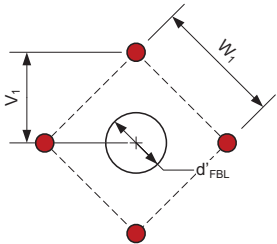
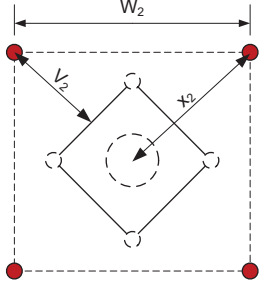
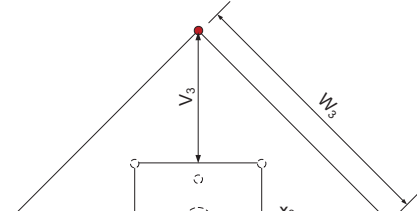
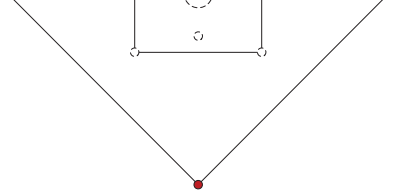
⁸⁵ Lopez Jimeno (1995, p. 219)

⁸⁶ Revey (2010, p. 22)

⁸⁷ Dyno Nobel (2010)

⁸⁸ Lopez Jimeno (1995, p. 219)

Tabelle 3: Anordnung der Sprengbohrlöcher im Brenneinbruch.

1. Quadrat $V_1 = 1,5 * d'_{FBL}$ $V_1 = 1,5 * d'_{FBL}$	
2. Quadrat $V_2 = W_1$ $x_2 = 1,5 * W_1$ $W_2 = 1,5 * W_1 * \sqrt{2}$	
3. Quadrat $V_3 = W_2$ $x_3 = 1,5 * W_2$ $W_3 = 1,5 * W_2 * \sqrt{2}$	
4. Quadrat $V_4 = W_3$ $x_4 = 1,5 * W_3$ $W_4 = 1,5 * W_3 * \sqrt{2}$	

Die spiralförmige Anordnung der Sprengbohrlöcher um ein einzelnes oder mehrere Freibohrlöcher ist eine weitere Variante des Brennereinbruchs (engl.: spiral burn cut). Die Sprengbohrlöcher werden nacheinander mit zunehmender Entfernung zum Einbruchszentrum gezündet. Mit entsprechendem Sprengwinkel (Ausbruchswinkel) zwischen Sprengbohrloch und Freifläche, erweitert sich der Hohlraum sukzessive. Gleichzeitig vergrößert sich der Abstand der Sprengbohrlöcher zueinander, wodurch die Gefahr der Fremdinitiierung minimiert wird. Die erste Darstellung in Abbildung 15 verdeutlicht die spiralförmige Anordnung der Sprengbohrlöcher und deren Sprengwinkel. Generell ist der Sprengwinkel im Einbruch durch eine höhere Verspannung des Gebirges mit rund 50° anzusetzen und damit geringer als bei den im Nachgang gezündeten Helferbohrlöchern. Hier können etwa 90° als Ausbruchswinkel angenommen werden. Weiterhin werden in den schematischen Darstellungen 2-4 drei weitere Praxisbeispiele vorgestellt. Die zweite Darstellung zeigt einen Einbruch mit Großbohrloch. Der Durchmesser der spiralförmig abgebohrten Sprengbohrlöcher beträgt 44 mm. Das dritte Beispiel zeigt drei besetzte und drei ungeladene Bohrlöcher mit gleichem Durchmesser im Einbruchszentrum. Diese Einbruchsvariante mit vergleichsweise vielen Sprengbohrlöchern, anstelle eines Großbohrloches eignet sich für hartes Gebirge. Die vierte Abbildung stellt einen Brennereinbruch für weiches Gebirge dar. Die Sprengbohrlöcher haben genügend Abstand zueinander und die Anordnung der ungeladenen Bohrlöcher wirkt dämpfend auf umliegende Sprengladungen. Zunächst werden die Großbohrlöcher durch das zentral abgesetzte Bohrloch mit der Zeitstufe 0 erweitert. Anschließend folgt die Zündung der spiralförmig angeordneten Sprengbohrlöcher mit den Zeitstufen 1-4.⁸⁹

90

⁸⁹ Lopez Jimeno (1995, p. 221)

⁹⁰ Roschlau (1993, p. 144)

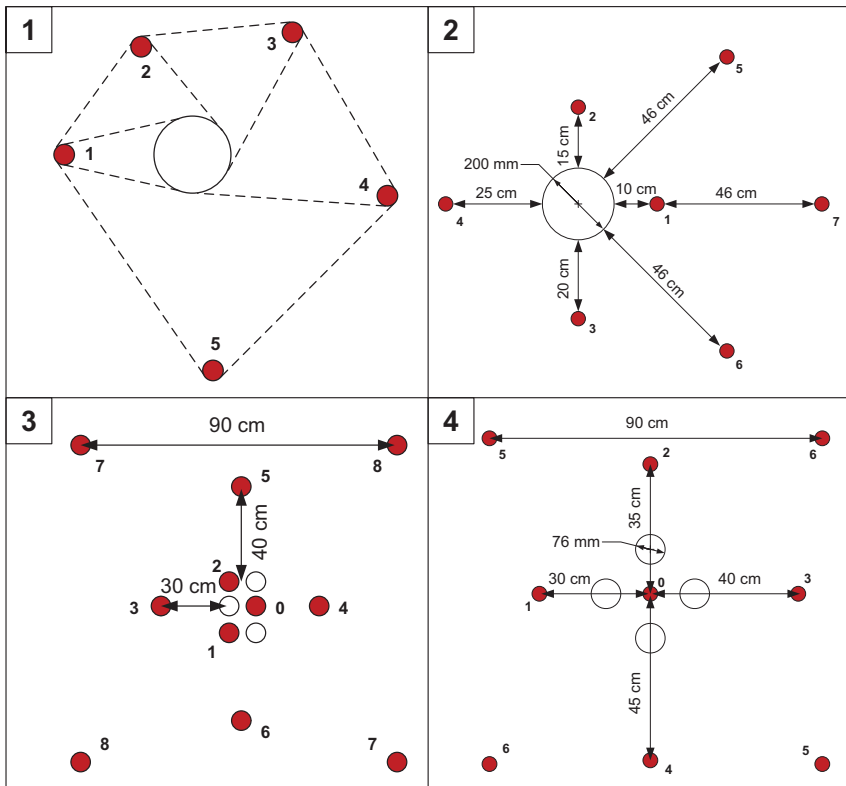


Abbildung 15: Brenneinbrüche mit spiralförmiger Anordnung der Sprengbohrlöcher.

3.4.1.2 Schrägeinbrüche

Der Schrägeinbruch ist durch geneigt abgesetzte Sprengbohrlöcher gekennzeichnet. Der anfangs im Einbruchsbereich erstellte Hohlraum verjüngt sich im Einbruchstiefsten. Zu den Schrägeinbrüchen zählen der Keileinbruch (wedge cut oder V-cut), der Kegeleinbruch (pyramid oder diamond cut) und der Fächereinbruch (fan cut). Die beiden erstgenannten Einbruchsvarianten eignen sich vornehmlich zum Teufen aus dem Vollen, während der Fächereinbruch beim stufenweisen oder spiralförmigen Schachtabteufen zum Einsatz kommt.

Keileinbruch. Bei einem Keileinbruch werden die Einbruchbohrlöcher paarweise in zwei parallelen Reihen in einem Winkel zwischen 45° und 75° zur Schachtsohle geneigt abgebohrt. Im Bohrlochlochtiefsten liegen die Sprengbohrlochreihen nur wenige Zentimeter auseinander. Die Abschlagslänge eines Keileinbruchs mit einer

Bohrlochreihe ist etwa auf den halben Schachtdurchmesser begrenzt, da genug Platz für eine schräg angestellte Bohrlafette zur Verfügung stehen muss. Zudem begrenzt die maximale Vorgabe des Einbruchkeils die Länge eines Abschlags. Größere Abschlagslängen können erreicht werden, indem mit mehreren Einbruchskeilen die Vorgabe verringert wird. In sehr festem Gebirge ist es üblich, im Keilzentrum ein Zertrümmerungsbohrloch (Pius) mit einer Länge von etwa $2/3$ der Einbruchtiefe zu erstellen. In Abbildung 16 ist ein Keileinbruch mit zwei Keilen dargestellt. Der Abstand zwischen dem ersten Keil und Schachtsohle bzw. zwischen den beiden Keilen beschreibt die Vorgabe (V_{E1}) des Keileinbruchs. Die direkt nachfolgenden Erweiterungsbohrlöcher neigen ebenfalls zur Schachtachse. Mit zunehmendem Abstand vergrößert sich der Anstellwinkel bis hin zur Vertikalen. Die maximale Vorgabe dieser Erweiterungsbohrlöcher (V_{E2}) ist durch Neigung zur Schachtachse im Bohrlochtielfsten zu messen.⁹¹

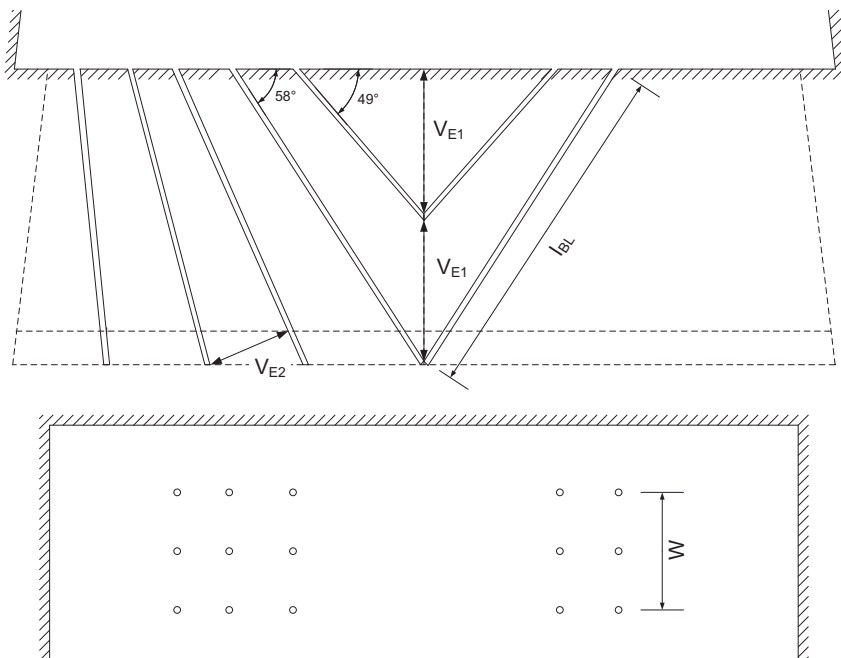


Abbildung 16: Schematische Darstellung eines Keileinbruchs mit relevanten Bemaßungen.⁹²

⁹¹ Wild (1984, p. 141)

⁹² Olofsson (1990, p. 149)

Mit Hilfe der folgenden empirischen Formeln lassen sich die Vorgaben V_{E1} und V_{E2} sowie die Kantenlänge des Einbruchs (W) für einen Keileinbruch in Abhängigkeit zum Bohrlochdurchmesser d_{BL} berechnen.⁹³

Formel 2: Berechnung Keileinbruch.

$$W = 46 * d_{BL}$$

$$V_{E1} = 34 * d_{BL}$$

$$V_{E2} = 24 * d_{BL}$$

Anstelle der empirischen Formeln eignet sich das Nomogramm in Abbildung 17 zur Dimensionierung eines Keileinbruchs. Von Vorteil ist, dass mit diesem Prinzip verschiedene Sprengstoffe berücksichtigt werden.

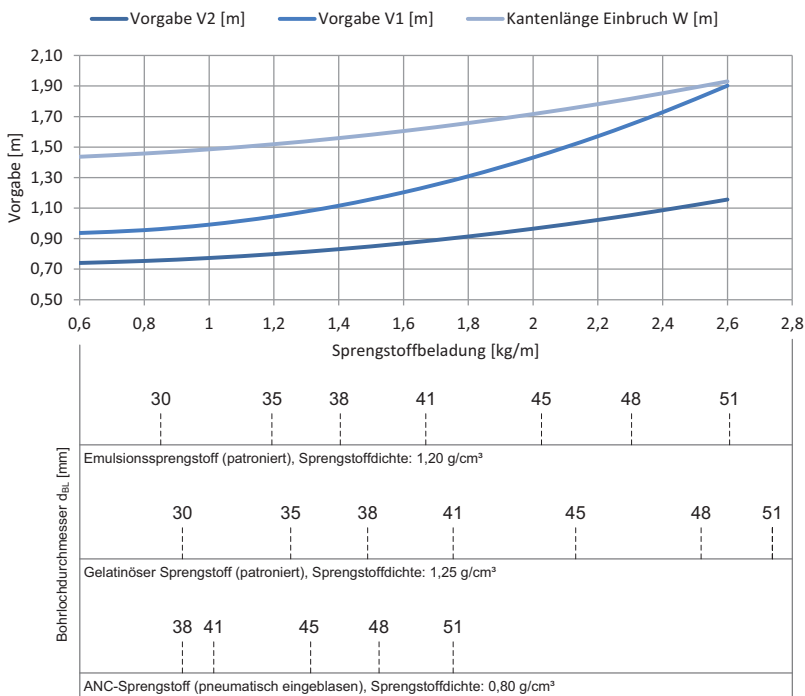


Abbildung 17: Nomogramm zur Dimensionierung eines Keileinbruchs.⁹⁴

⁹³ Lopez Jimeno (1995, p. 227)

Aufgrund der geneigten Einbruchsbohrlöcher eignet sich der Keileinbruch ebenso wie der nachfolgend beschriebene Kegeleinbruch für geschichtetes Gebirge. Ein Nachteil ist die große Schleuderwirkung beider Einbruchsvarianten. Schachteinrichtungen sollten wenn möglich vor jeder Sprengung einen ausreichenden Sicherheitsabstand einnehmen, um Schäden durch hochgeschleudertes Haufwerk zu vermeiden. Entsprechend der zur Schachtachse geneigten Bohrlochpaare eignet sich der Keileinbruch eher für einen rechteckigen Schachtquerschnitt.⁹⁵

Kegeleinbruch. In Deutschland ist der Kegeleinbruch beim Schachtabteufen weit verbreitet und wird vorwiegend bei runden Schachtquerschnitten verwendet. Alle Bohrlöcher eines Kegeleinbruchs neigen in Richtung Einbruchsmittelpunkt, sodass sie im Bohrlochtiefsten möglichst nahe beisammen stehen und sich ein kegelförmiger Ausbruch ergibt. Der Bohrlochabstand im Abschlagentiefsten sollte mindestens 10 - 15 cm betragen, um Fremdzündungen oder sog. Totpressen der Sprengladungen zu vermeiden. Generell wird ein Kegelstumpf abgebohrt, daher verschlechtert eine geringfügige Bohrlochabweichung nicht sonderlich das Sprengergebnis. Mit gängigen Schachtbohrgeräten (siehe Kapitel 3.2.2) ist ein Kegeleinbruch relativ leicht herstellbar. Die Dimensionierung eines Kegeleinbruchs verläuft nach dem gleichen Prinzip wie beim Keileinbruch.⁹⁶ Auch bei einem einfachen Kegeleinbruch ist die Abschlagslänge aufgrund der Vorgabe begrenzt. Um die Abschlagslänge zu vergrößern werden mehrere Kegel gebohrt. Die Bohrlöcher gestaffelter Kegeleinbrüche werden häufig versetzt abgebohrt. Bei entsprechender Querschnittsgröße des Schachtes sind mit einem dreifach gestaffeltem Kegeleinbruch Abschlagslängen von bis zu 5 m erreichbar. Ein zentrales Pius-Bohrloch, meist ohne Sprengstoff oder mit geringer Beladung, verhindert bei festem Gebirge, dass der Einbruchskegel im Ganzen geworfen wird und damit die Schachteinrichtung beschädigt. Es besteht die Möglichkeit, den Kegeleinbruch im Vergleich zu den umliegenden Helfer- und Kranzbohrlöchern tiefer zu bohren. Dadurch kann sich Gebirgs- und Brauchwasser in der Vertiefung ansammeln und

⁹⁴ Olofsson (1990, p. 149)

⁹⁵ Roschlau (1993, p. 141)

⁹⁶ Olofsson (1990, p. 162)

abgepumpt werden. In Abbildung 18 ist ein Sprengbild mit zweifach gestaffeltem Kegeleinbruch dargestellt.⁹⁷

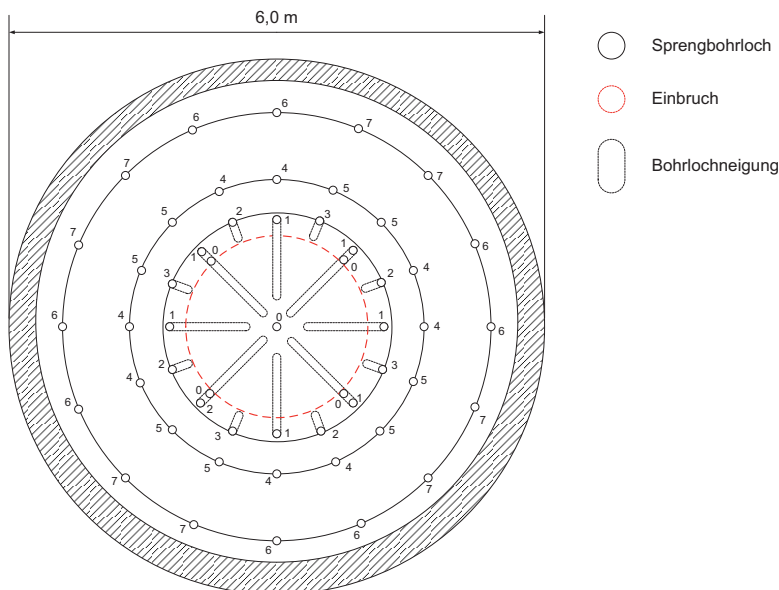


Abbildung 18: Schematische Darstellung eines Kegeleinbruchs.

Fächereinbruch. Im nordamerikanischen Bergbau ist unter anderem das stufenweise Schachtabteufen mit Fächereinbruch üblich. Hierbei bildet sich im Bereich der Schachttachse eine böschungähnliche Freifläche aus. Die Sprengbohrlöcher nahe der Schachttachse neigen sich deutlich in Richtung dieser Böschung. Mit zunehmendem Abstand gehen die Bohrlöcher in die vertikale Vortriebsrichtung über. Entsprechend der Bohrlochneigung besteht der Fächereinbruch aus mehreren Bohrlochreihen mit unterschiedlichen Bohrlochlängen. Wie bei allen Schrägeinbrüchen ist zu beachten, dass die Vorgabe der geneigten Sprengbohrlöcher im Bohrlochtiefsten am größten ist. Abbildung 19 zeigt ein Sprengbild mit Fächereinbruch für das stufenweise Abteufen eines Schachtes mit rechteckiger Querschnittsfläche.⁹⁸

⁹⁷ Wild (1984, pp. 142–144)

⁹⁸ Wild (1984, p. 150)

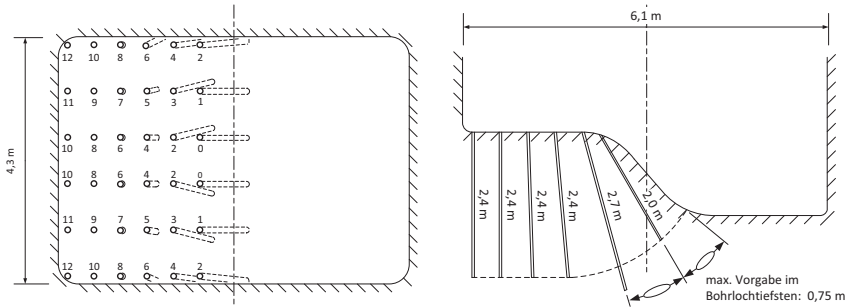


Abbildung 19: Sprengbild mit Fächereinbruch.⁹⁹

3.4.2 Helferbohrlöcher und deren Berechnungsansätze

Durch die Sprengung des Einbruchs ist zusätzlich zur Schachtsohle eine zweite Freifläche entstanden. Diese ermöglicht den Helferbohrlöchern mit entsprechender Vorgabe und Seitenabstand zueinander einen Großteil des Abschlags zu lösen. Bei einem runden Schachtquerschnitt werden die Bohrlöcher ebenfalls kreisförmig in verschiedenen Radien um den Schachtmittelpunkt angeordnet.

Es besteht die Möglichkeit mit Hilfe empirischer Formeln aus dem Tunnelbau (Berechnung von Sohlenbohrlöchern), die maximal mögliche Vorgabe der Helferbohrlöcher zu bestimmen. Demnach ist die Vorgabe maßgeblich von der Beladungsmenge im Bohrlochtiefsten q_{BLt} abhängig. Die Länge dieses Ladesäulenabschnitts entspricht etwa einem Drittel der Bohrlochlänge. Auf die restliche Ladesäule wird etwa die Hälfte der Sprengstoffmenge aus dem Bohrlochtiefsten verteilt, die sich mittels Patronendurchmesser d_p (mm) und Sprengstoffdichte ρ_{Ex} (g/cm³) ermitteln lässt:

Formel 3: Berechnung der Lademenge im Bohrlochtiefsten.

$$q_{BLt} = 7,85 \cdot 10^{-4} \cdot d_p^2 \cdot \varphi_{Ex}$$

Formel 4: Berechnung der Vorgabe von Helferbohrlöchern.

$$V_H = 0,88 \cdot q_{BLt}^{0,35}$$

Der Bohrlochseitenabstand (S) wird durch das Verhältnis zur Vorgabe bestimmt. Das S/V-Verhältnis liegt im Allgemeinen zwischen 0,8 und 1,2. Ebenso lassen sich aus

⁹⁹ Roy and Roach (1997)

der berechneten Vorgabe Aussagen über den einzubringenden Besatz treffen. Dieser sollte das 0,2- bis 0,5-fache der Vorgabe betragen.¹⁰⁰

Tabelle 4 enthält Richtwerte für die Vorgabe und den Bohrlochseitenabstand in Abhängigkeit zum Durchmesser der Helferbohrlöcher. Die angegebenen Werte sind gültig für Gebirge mit mittlerer Festigkeit. Bei härterem Gebirge ist die Vorgabe geringer zu wählen, weiches Gebirge ermöglicht dagegen größere Vorgaben.

Tabelle 4: Angaben zu Vorgabe und Seitenabstand von Helferbohrlöchern für mittelhartes Gebirge.

Bohrlochdurchmesser	max. Vorgabe	max. Seitenabstand
[mm]	[m]	[m]
32	0,6	0,7
38	0,8	0,8
45	0,9	1,0
51	1,0	1,1
57	1,1	1,2
64	1,2	1,3

3.4.3 Kranzbohrlöcher und profilgenaues Sprengen

Beim Schachtabteufen befinden sich auf dem äußersten Bohrlochkreis (bzw. der äußersten Bohrlochreihe) die sog. Kranzbohrlöcher. Sie bestimmen maßgeblich das Profil des Ausbruchsquerschnitts. Aufgrund ihrer Anordnung am Schachtstoß ergeben sich spezielle Anforderungen. Einerseits muss die enthaltene Sprengkraft ausreichen, um die verbliebende Vorgabe zu lösen. Andererseits sollte die Stabilität des umliegenden Gebirges weitestgehend erhalten bleiben, damit der Sicherungs- und Ausbauaufwand im Rahmen bleibt. Ein Hauptziel ist, Mehr- oder Minderausbruch aus Kosten- und Zeitgründen zu verhindern. Mehrausbruch steigert Material- und Ausbaukosten, wohingegen Minderausbruch zusätzliche zeitintensive Lösearbeiten erfordert, die meist manuell mit Abbauhämmern erfolgt. Theoretisch wäre ein vertikaler Bohrlochverlauf der Kranzbohrlöcher wünschenswert um insbesondere Mehrausbruch zu vermeiden. Praktisch ist dies aufgrund des Platzbedarfs der eingesetzten Bohrgeräte nicht zu realisieren. Beim Bohren der Kranzbohrlöcher muss deshalb die Bohrlafette mit einer leichten Neigung nach außen angestellt werden, sodass im Bohrlochtiefsten im Durchmesser ein größerer Bohrlochkreis

¹⁰⁰ Lopez Jimeno (1995, pp. 224, 225)

entsteht als der eigentliche Ausbruchsdurchmesser. Demnach ergibt sich im Längsschnitt ein stufenförmiges Abschlagsprofil.

Für das profilgenaue Sprengen stehen verschiedene Verfahren zur Verfügung, die sich hinsichtlich Bohrlochanordnung, Beladung und Zündzeitpunkt unterscheiden.¹⁰¹ Im weiteren Verlauf sollen die Varianten „Line Drilling“, „Pre-Splitting“ und „Smoothwall Blasting“ näher betrachtet werden.

Line Drilling. Das Line Drilling findet vornehmlich im übertägigen Bergbau Anwendung, kann jedoch auch beim Schachtabteufen zum Einsatz kommen. Das Verfahren beinhaltet einen ungeladenen Bohrlochkreis, der unmittelbar auf dem Ausbruchsdurchmesser abgebohrt wird. Der geringe Seitenabstand dieser Bohrlöcher beträgt nur das Zwei- bis Vierfache des Bohrlochdurchmessers. Vorgabe und Bohrlochseitenabstand der vorhergehenden Bohrlochreihe sind um 25 - 50% geringer im Vergleich zu den restlichen Helferbohrlöchern anzusetzen. Die Beladungsmenge wird ebenfalls um rund 50% verringert, ausreichend um das Gestein bis zur ungeladenen Bohrlochreihe zu lösen. Das Line Drilling-Verfahren eignet sich um die Schachtwand effektiv vor Sprengeneinwirkungen zu schützen und Mehrausbruch zu verhindern. Zu beachten ist jedoch ein ungleich hoher und damit zeitintensiver Bohraufwand, sodass das Line Drilling Verfahren eher selten beim Schachtabteufen zum Einsatz kommt.¹⁰²

¹⁰¹ Wild (1984, p. 317)

¹⁰² Revey (2010)

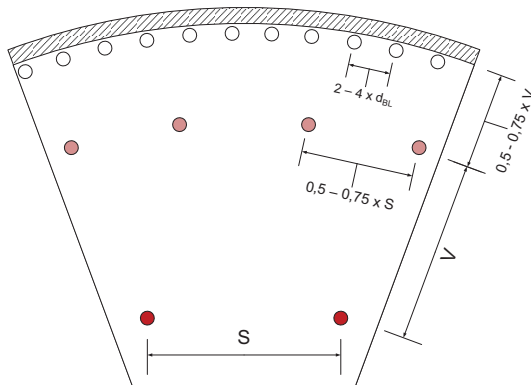


Abbildung 20: Profilgenaues Sprengen mittels Line Drilling.¹⁰³

Pre-Splitting. Profilgenaues Sprengen mittels Pre-Splitting Verfahren (dt. „Vorspalten“) ist ebenfalls durch eng zueinander abgebohrte Bohrlöcher gekennzeichnet, die im Bereich des Ausbruchsdurchmessers liegen. Im Regelfall sind alle Bohrlöcher geladen und werden zur gleichen Zeit gezündet. Die Belademege der Kranzbohrlöcher ist geringer als in den restlichen Helferbohrlöchern. Die Zündung der Kranzbohrlöcher erfolgt jedoch vor der Sprengung der übrigen Sprengbohrlöcher, mit dem Ziel einen Riss entlang des Ausbruchquerschnittes zu erzeugen. Detonationsstöße benachbarter Profilsprengladungen überlagern sich, sodass die Zugfestigkeit des Gebirges überschritten wird und es Rissbildung zwischen den Profilbohrlöchern kommt. Der Riss soll den Detonationsdruck der anschließend gezündeten Sprengbohrlöcher abdämpfen und die Auflockerung des umliegenden Gebirges reduzieren. Beim Schachtabteufen kommt dieses Verfahren selten zum Einsatz, da die vergleichsweise hohe Sprengstoffmenge am Ausbruchsrund insbesondere bei kleineren, runden Ausbruchquerschnitten das Gebirge trotzdem auflockert und dadurch Mehrausbruch erzeugt.¹⁰⁴

Smoothwall Blasting. Häufig kommt beim konventionellen Schachtabteufen das Smoothwall Blasting (dt. „schonendes Sprengen“) zum Einsatz. Die Kranzbohrlöcher werden bei dieser Variante auf dem Ausbruchprofil abgebohrt und mit einer geringen Sprengstoffmenge versehen. Gängige Lademengen mit patroniertem

¹⁰³ Olofsson (1990, pp. 175, 176)

¹⁰⁴ Revey (2010)

gelatinösem Sprengstoff liegen zwischen 0,35 und 0,5 kg/m. Anstatt Sprengstoffpatronen können die Kranzbohrlöcher mit Sprengschnur geladen werden.¹⁰⁵

Nach Holmberg lässt sich die Vorgabe der Kranzbohrlöcher V_K mit Hilfe des Bohrlochdurchmessers d_{BL} und einer Gesteinskonstante k ermitteln, deren Wert für die untertägige Anwendung zwischen 15 und 16 liegt. Der Bohrlochseitenabstand S_K ist rund 25% geringer als die Vorgabe zu wählen. Die Beladungsmenge pro Kranzbohrloch berechnet sich aus dem Bohrlochdurchmesser. In Abhängigkeit zum Schachttumfang kann abschließend die Anzahl der benötigten Kranzbohrlöcher ermittelt werden.

Formel 5: Vorgabe von Kranzbohrlöchern.

$$V_K = 1,25 * S_K$$

Formel 6: Seitenabstand von Kranzbohrlöchern.

$$S_K = k * d_{BL}$$

Formel 7: Beladungsmenge von Kranzbohrlöchern.

$$q_{BL,K} = 90 * d_{BL}^2$$

Formel 8: Anzahl der benötigten Kranzbohrlöcher.

$$n_{BL,K} = \frac{U}{S_K} = \frac{\pi * d_{Aus}}{S_K}$$

Der Einfluss der Sprengwirkung der Helferbohrlöcher im nachfolgenden Bohrlockkreis darf den Einwirkungsbereich der Kranzbohrlöcher nicht überschreiten, damit das Gebirge keinen übermäßigen Schaden nimmt. Ist die Sprengkraft der Helferbohrlöcher zu stark, muss bei Bedarf ein weiterer Bohrkreis mit geringerer Ladung als Puffer eingeplant werden, um die Sprengung möglichst schonend durchzuführen.

Abbildung 21 verdeutlicht den Zusammenhang der verschiedenen Einwirkungsbereiche.¹⁰⁶

¹⁰⁵ Revey (2010)

¹⁰⁶ Lopez Jimeno (1995, p. 265)

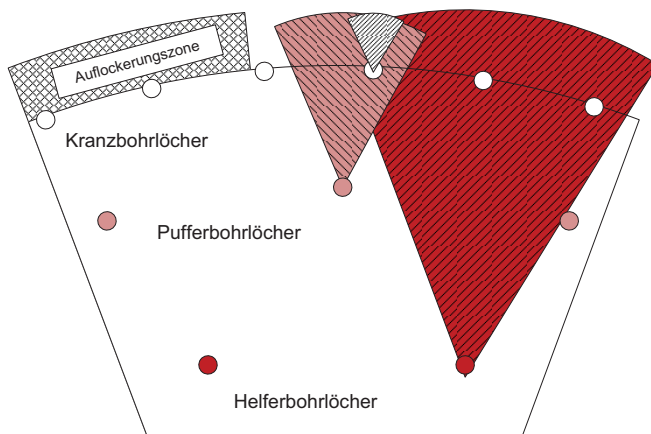


Abbildung 21: Graphische Darstellung der Sprengwirkung von Helfer-, Puffer- und Krantzbohrlöchern nach Holmberg.

3.4.4 Bohrlochaufwand

Der Bohrlochaufwand beschreibt die Anzahl der Bohrlöcher pro Quadratmeter Schachtquerschnittsfläche. Wie das Diagramm in Abbildung 22 verdeutlicht, sinkt der Bohrlochaufwand mit zunehmender Querschnittsfläche. Der dunkelblaue Graph zeigt das Verhältnis von Bohrlochaufwand zur Schachtquerschnittsfläche nach Wild (1984). Mit einer selbst durchgeführten Recherche konnte dieser Kurvenverlauf weitestgehend bestätigt werden (hellblau). Diese Angaben sind bei der Planung einer Sprenganlage als richtungsweisende Kennwerte zu verstehen, da sie weder den Bohrlochdurchmesser, noch die Sprengstoffart oder die Sprengbarkeit des Gebirges berücksichtigen. Zusätzlich beeinflusst die Querschnittsform die Bohrlochanzahl je Quadratmeter Schachtfläche. Nach Wild beträgt der Bohrlochaufwand bei rechteckigen Querschnittsflächen rund 2 – 3 BL/m², während bei runden Schächten mit vergleichbarer Querschnittsfläche nur 1,7 - 2,5 BL/m² benötigt werden.¹⁰⁷

In der Fachliteratur sind zudem Formeln aufgeführt, die zur Bestimmung der Bohrlochanzahl in Abhängigkeit zu Querschnittsfläche, Schacht- und Bohrlochdurchmesser herangezogen werden können. Im südafrikanischen Schachtbau wurde Formel 9 verwendet, um die Bohrlochanzahl bei Einsatz von 32 mm Sprengstoffpatronen zu ermitteln (entsprechend einem Bohrlochdurchmesser von etwa 38 mm).

Formel 9: Bohrlochanzahl bei 32 mm Patronendurchmesser.¹⁰⁸

$$n_{BL} = 2 * d_{Aus}^2 + 20$$

Für Bohrlochdurchmesser zwischen 45 mm und 55 mm gibt Formel 10 einen Richtwert zur Ermittlung der Bohrlochanzahl an.

Formel 10: Bohrlochanzahl bei 45-55 mm Bohrlochdurchmesser.¹⁰⁹

$$n_{BL} = 2,55 * A_{Aus} + 22$$

Beide Formeln lassen sich ebenfalls in das Diagramm in Abbildung 22 übertragen. Es ist erkennbar, dass die empirische Berechnung der Bohrlochanzahl zu einem deutlich höheren Bohrlochaufwand führt. Es wäre anzunehmen, dass mit

¹⁰⁷ Wild (1984, p. 154)

¹⁰⁸ Lopez Jimeno (1995, p. 231)

¹⁰⁹ Tatiya (2005, p. 360)

zunehmendem Bohrlochdurchmesser, der Bohrlochaufwand geringer wird. Der Kurvenverlauf (hellrot) bestätigt dies jedoch nicht.

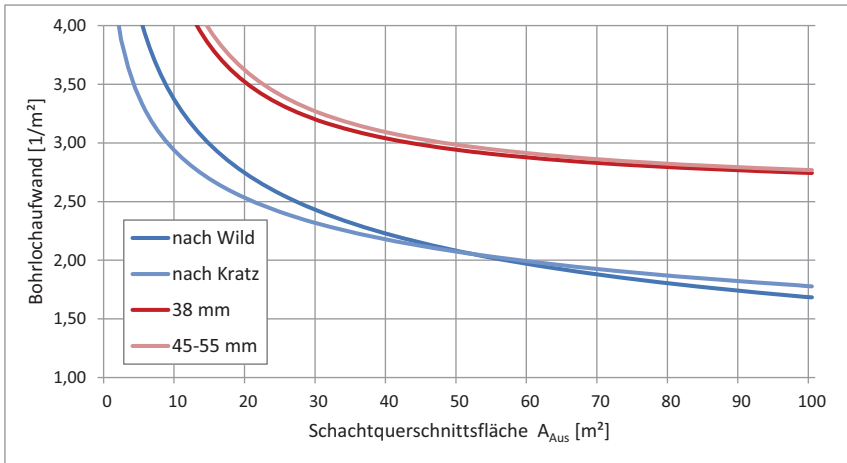


Abbildung 22: Bohrlochaufwand in Abhängigkeit zur Schachtquerschnittsfläche.

3.4.5 Spezifischer Sprengstoffbedarf

Der spezifische Sprengstoffbedarf (engl. powder factor) gibt die Sprengstoffmenge pro Kubikmeter zu sprengendes Festgestein an. Im Regelfall ist beim Schachtbateufen die eingesetzte Sprengstoffmenge höher als im horizontalen Streckenvortrieb, da das Haufwerk entgegengesetzt zur Schwerkraft gelöst werden muss.¹¹⁰ Für den spezifischen Sprengstoffbedarf werden in der Fachliteratur verschiedene Richtwerte angegeben. Laut Olofson liegt dieser zwischen 2 und 4 kg/m³.¹¹¹ Grundsätzlich ist eine Abhängigkeit zwischen dem spezifischen Sprengstoffbedarf der Druckfestigkeit und Dichte des Gesteins festzustellen. Je fester und schwerer das Gebirge, desto höher ist der Sprengstoffbedarf pro Kubikmeter. Mit Berücksichtigung der Gesteinsdichte gibt de la Vergne den spezifischen Sprengstoffbedarf beim konventionellen Schachtbateufen mit 1,25 kg/t an.¹¹² Zudem beeinflussen Trennflächeneigenschaften, also Abstand, Neigung und Zustand der Trennflächen, die benötigte Sprengstoffmenge.¹¹³

¹¹⁰ Wild (1984, p. 154)

¹¹¹ Olofsson (1990, p. 162)

¹¹² de la Vergne, Jack (2003)

¹¹³ Revey (2010)

Wild zeigte die Abhängigkeit des Sprengstoffbedarfs von der Schachtquerschnittsfläche (siehe Abbildung 23, dunkelblaue Kurve).¹¹⁴ Eigene Recherchen ergaben einen abweichenden Kurvenverlauf (hellblauer Graph). Während bei geringen Schachtquerschnitten ($<20 \text{ m}^2$) ein geringerer Sprengstoffbedarf ermittelt wurde, liegt bei größeren Querschnittsflächen ($>20 \text{ m}^2$) der Sprengstoffverbrauch deutlich über den von Wild angebenen Richtwerten. Revey berücksichtigt bei seinen Angaben zum spez. Sprengstoffverbrauch die Sprengbarkeit des Gebirges. Es ist erkennbar, dass selbst für leicht sprengbares Gebirge (Revey min), ab einer Querschnittsfläche größer 20 m^2 , Revey einen höheren spez. Sprengstoffbedarf als Wild ansetzt.

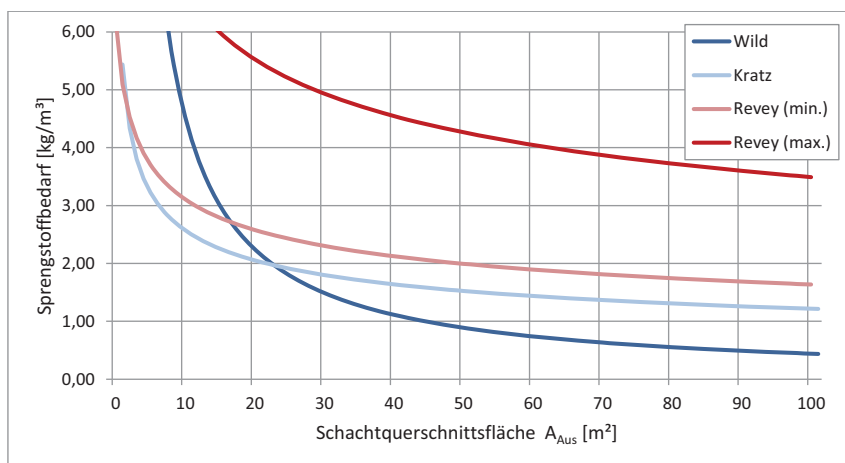


Abbildung 23: Spezifischer Sprengstoffbedarf in Abhängigkeit zur Schachtquerschnittsfläche.

3.4.6 Abschlagslänge

Die Wahl der Abschlagslänge richtet sich vornehmlich nach den Eigenschaften des anstehenden Gebirges und der Schachtquerschnittsfläche. Weitere Einflussfaktoren sind beispielsweise der einzubringende Schachtausbau oder das eingesetzte Bohrgerät. Bei nicht-standfestem Gebirge wird in der A_{Aus} Regel eine geringere Abschlagslänge unter 2 m gewählt, sodass die nicht ausgebaute Schachtstoßfläche möglichst gering ausfällt. Ebenfalls begrenzt der Einsatz von handgeführten Bohrgeräten die Abschlagslänge, da das manuelle Arbeiten mit Bohrstangen über

¹¹⁴ Wild (1984, p. 154)

1,5 m Länge schwierig ist. Standsicheres Gebirge ermöglicht deutlich längere Abschlüsse. Für den südafrikanischen Erzbergbau wurde 1995 der South Deep Main Shaft mit 9 m Durchmesser und Abschlusslängen bis zu 6 m geteuft. Zum Einsatz kam ein spezielles Schachtbohrgerät, ausgestattet mit entsprechend Bohrlafetten, vergleichbar dem Funktionsprinzip der LCM-Bohrgeräte (siehe Kapitel 3.2.2.2), sodass die Erstellung der 6 m langen Sprengbohrlöcher ohne Verlängerung der Bohrstangen erfolgen konnte.¹¹⁵ Wild zeigt die Abhängigkeit der Abschlusslänge zum Schachtquerschnitt (siehe Abbildung 24). Mit zunehmender Querschnittsfläche bzw. Freifläche und geringerer Gebirgsverspannung können größere Abschlusslängen erzielt werden.¹¹⁶ Falls möglich, ist sinnvoll, die Abschlusslänge an die Länge der Ausbaubauabschnitte anzupassen. Erfolgt beispielsweise die Schachtauskleidung mittels Beton-Umsetzschalung bei einer Schalungshöhe von 4,2 m (mit 0,3 m Schalungszwischenraum), sollte eine Abschlusslänge von 4,5 m angestrebt werden, um einen gleichmäßigen Arbeitsrhythmus zu gewährleisten.

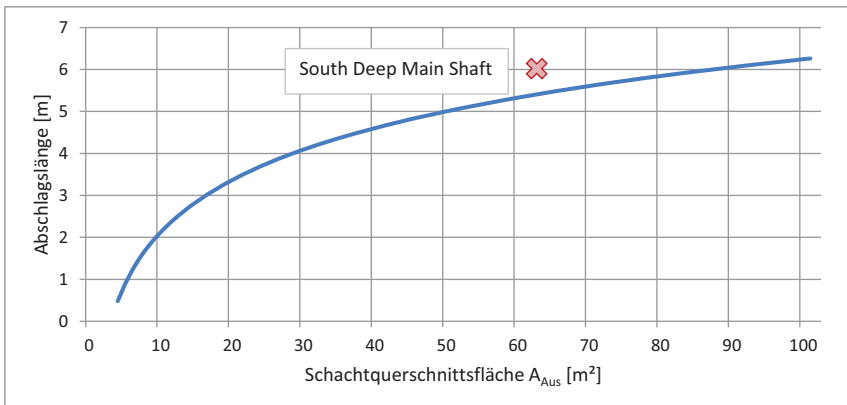


Abbildung 24: Abschlusslänge in Abhängigkeit zur Schachtquerschnittsfläche.¹¹⁷

3.5 Laden und Fördern der Berge

Das Laden der Berge in den bereitstehenden Kübel auf der Schachtsohle und die anschließende Förderung des Kübels nach über Tage sind zeitintensive und voneinander abhängige Arbeitsvorgänge. Eingangs soll ein Überblick über die

¹¹⁵ Douglas (2002)

¹¹⁶ Wild (1984, p. 151)

¹¹⁷ Wild (1984, p. 151)

herkömmlich eingesetzte Ladetechnik gegeben werden. Im Anschluss werden die Grundlagen der Fördertechnik beim konventionellen Schachtabteufen erläutert.

3.5.1 Ladetechnik im Schachtbau

Im Schachtbau erfolgte bis in die 1940er Jahre das Laden der Berge von Hand.¹¹⁸ Erst nach 1940 unterstützten zunehmend pneumatisch betriebene Maschinen die körperlich anspruchsvolle und personalintensive Ladearbeit auf der Schachtsohle. Mit zunehmender Teufe der Schächte und damit einhergehend höheren Teufkosten, stieg der Bedarf nach mehr Teufleistung und somit nach leistungsstärkerer Ladetechnik. In den 50er Jahren wurde daher eine Vielzahl verschiedener Ladevorrichtungen speziell für den Schachtbau entwickelt. Bis heute sind einige der damals entwickelten Ladegeräte mit vergleichbarem Funktionsprinzip bei Schachtabteufprojekten im Einsatz.¹¹⁹ Nach Reuther lässt sich die Ladetechnik für das konventionelle Schachtabteufen in Ladegeräte (zwangs- oder seilgeführt) und Lademaschinen unterteilen (siehe Abbildung 25). Lademaschinen befinden sich während der Ladearbeit auf der Schachtsohle.

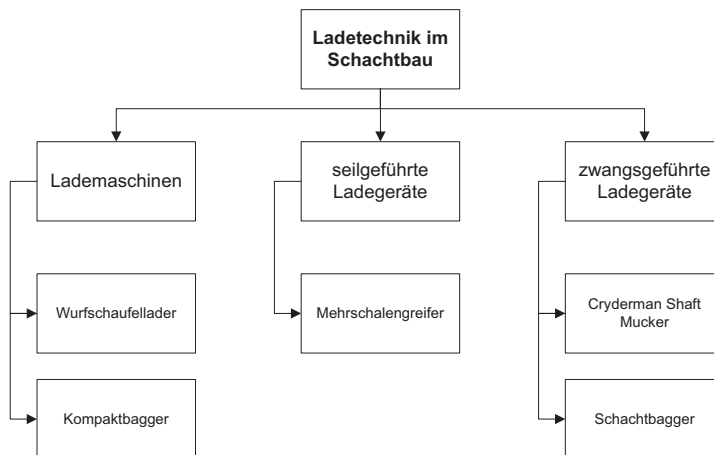


Abbildung 25: Einteilung der Ladetechnik für das konventionelle Schachtabteufen.¹²⁰

¹¹⁸ Graham and Evans (2008c)

¹¹⁹ Graham and Evans (2008b)

¹²⁰ Reuther (1989, p. 206)

3.5.1.1 Lademaschinen

Wurfschaufellader. Der ursprüngliche Wurfschaufellader von EIMCO wurde 1938 in den USA für den horizontalen Streckenvortrieb entwickelt. Die ersten gleisgeführten Modelle eigneten sich nicht für den Einsatz auf der Schachtsohle. Es erfolgte die Ausstattung mit einem Raupenfahrwerk, sodass der Wurfschaufellader zwischen 1940 und 1970 häufig für die Ladearbeit in US-amerikanischen Schachtbauprojekten eingesetzt wurde. Zumeist erfolgte hier das Teufen aus dem Vollen, anders als beispielsweise in Kanada, wo das stufenweise Abteufen bevorzugt wurde und der Wurfschaufellader kaum Verwendung fand.¹²¹

Auch heute noch kommt der Wurfschaufellader beim Schachtabteufen zum Einsatz. Aufgrund der kleinen kompakten Bauweise und dem wendigen Raupenfahrwerk eignen sich Wurfschaufellader für Schachtdurchmesser ab etwa 5 m.¹²² Abbildung 26 zeigt das Modell EIMCO 630 der Firma Trident S.A. und verdeutlicht die geringe Baugröße der Lademaschine. Die Gesamtlänge (A) der Maschine beträgt mit Schaufel gerade einmal 2.845 mm, ohne Schaufel (B) genau 2.000 mm. Zudem liegen Bauhöhe (C) und –breite bei nur 1.510 mm bzw. 1.490 mm. Das Gesamtgewicht des EIMCO 630 beträgt rund 4,7 t.¹²³

¹²¹ Graham and Evans (2008b)

¹²² Hustrulid, W. A. (1982, p. 1264)

¹²³ Trident S.A (2013)

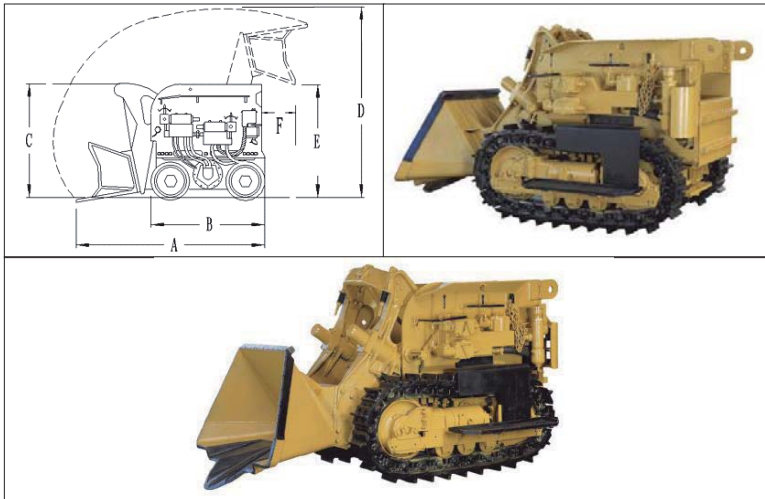


Abbildung 26: Wurfschauffellader der Firma Trident, SA: EIMCO 630 Rockershovel.¹²⁴

Dank der kompakten Bauweise kann der Lader nach Sprengung eines Abschlags durch die Kübelöffnung in der Abteufbühne zur Sohle gelassen werden. Der Wurfschauffellader neigt aufgrund seiner Bauform zum Umkippen und benötigt deshalb einen relativ ebenen Arbeitsuntergrund. Nach Abschluss der Sprengkontrolle ebnet die Sohlenmannschaft zunächst das hereingesprengte Haufwerk. Erst dann wird die Lademaschine über das Förderseil auf die Schachtsohle herabgelassen. Der Maschinenfahrer fährt, seitlich auf einem Trittbrett positioniert, den Lader mit gesenkter Schaufel vorwärts bis die Schaufel ausreichend gefüllt ist (siehe Abbildung 27). Anschließend lenkt der Bediener den Lader rückwärts an den Teufkübel, hebt die Schaufel über Kopf und leert den Inhalt in den Kübel. Dieser Prozess wiederholt sich, bis der Abschlag weggefüllt ist.¹²⁵

¹²⁴ Trident S.A (2013)

¹²⁵ Hustrulid, W. A. (1982, p. 1264)



Abbildung 27: Ladearbeit auf der Schachtsohle mittels Wurfschauffellader.¹²⁶

Grundsätzliche Vorteile der Lademaschine liegen in der einfachen, kompakten und robusten Bauweise sowie in den geringen Investitionskosten. Der Wurfschauffellader mit Schaufelvolumen von $0,14 - 0,6 \text{ m}^3$ eignet sich zum Laden von Haufwerk mit gleichmäßiger und geringer Korngröße. Im Regelfall dauert ein Ladespiel zwischen 15 und 45 s, entsprechend einer Ladeleistung von etwa $0,6 \text{ m}^3/\text{min}$.¹²⁷ Laut Hersteller liegt die theoretische Ladeleistung mit $2,0 \text{ m}^3/\text{min}$ deutlich höher aufgrund der angegebenen Ladespieldauer von nur 8 s.¹²⁸

Ein Nachteil ist, dass die Kübelgröße an die kompakte Bauweise des Laders angepasst werden muss. Diese ist durch die niedrige Abwurfhöhe der Laderschaufel auf 1,9 m begrenzt, sodass schlussendlich die Förderleistung eingeschränkt ist. Grobkörniges und stark verzahntes Haufwerk lässt sich nur schwer laden, da der Grabvorgang bei geringer Eindringtiefe in das Haufwerk ausschließlich auf den Vorschub durch das Raupenfahrwerk gestützt ist. Die Reißkraft ist durch die eingeschränkte Schaufelbewegung und kompakte Bauweise des Laders sehr begrenzt. Während die Wurfschaufel an sich relativ unempfindlich gegenüber Verschleiß ist, können Schäden am Raupenfahrwerk durch abrasives Haufwerk zu Ausfallzeiten führen. Weitere Nachteile ergeben sich unter anderem durch den pneumatischen Antrieb des Laders, wodurch die Fahr- und Grabbewegung sehr ruckartig ausfallen. Die Bedienung des Laders erfordert einen gewissen Erfahrungsstand, grobes Haufwerk fällt leicht aus der Wurfschaufel. Außerdem ist die

¹²⁶ Hustrulid, W. A. (1982, p.1264)

¹²⁷ Hustrulid, W. A. (1982, p. 1264)

¹²⁸ Trident S.A (2013)

Lärmbelastung durch den pneumatischen Antrieb sehr hoch. Weicher Untergrund und starker Wasserzufluss auf der Schachtsohle verhindert den effektiven Einsatz des Wurfschaufelladers, da die Standsicherheit unter diesen Rahmenbedingungen eingeschränkt ist.¹²⁹ Erhöhter Zeitaufwand entsteht durch die erforderlichen Planierungsarbeiten vor der eigentlichen Ladearbeit und durch die zusätzliche Transportzeit. Nach Beendigung der Ladearbeit wird der Wurfschaufellader zu Tage gefördert.

Kompaktbagger. Bereits in den 1980er Jahren wurde der Einsatz von kompakten Hydraulikbaggern mit Raupenfahrwerk im Schachtbau erstmalig erprobt. Damals beschränkte sich der Einsatz zumeist auf Teufarbeiten im Vorschacht oder auf das Sauberladen und Bohrfestmachen der Schachtsohle. Heutige Kompaktbagger, etwa vom Hersteller Deilmann Haniel Mining Systems (DHMS) verdienen durchaus die Bezeichnung als Mehrzweckgerät, da neben dem herkömmlichen Tieflöffel, mit einer Vielzahl weiterer Anbauwerkzeuge gearbeitet werden kann. Mit Hilfe einer Wechsellvorrichtung am Ausleger kann eine entsprechende Bohrlafette zum Bohren und Ankern eingesetzt werden. Zum Bereißen der Schachtwand oder zum Nachzerkleinern großer Haufwerksbrocken ist ein Hydraulikhammer oder ein Fräskopf montierbar. Weiterhin stehen diverse Manipulatoren zur Verfügung, beispielsweise zum Setzen von Stahlsegmenten für den Ausbau oder für das Aufbringen von Spritzbeton. Ein Druckluftmanipulator eignet sich für das Zusammentragen von Haufwerksresten beim Sauberladen und Bohrfestmachen der Schachtsohle.¹³⁰

Im Schachtbau eingesetzte Hydraulikbagger verfügen über eine kompakte Baugröße, sodass die Geräte durch die Kübelöffnungen in der Arbeitsbühne (min. 2,0 m Durchmesser) nach über Tage transportiert werden können. Die Bauhöhe des Kompaktbaggers dh EQ200 von DHMS (siehe Abbildung 28) liegt bei 2,2 m während der Ladearbeit und bei rund 1,7 m ohne Schutzdach für den Transport. Anschlagpunkte zum Einhängen in die Förderung befinden sich am Heck sowie an der Front des Baggers, der senkrecht durch die Öffnungen in der Arbeitsbühne befördert wird (siehe Abbildung 28, links). Inklusive Ausleger beträgt die Baulänge etwa 5,6 m. Das Gewicht des Kompaktbaggers liegt bei 8,2 t. Für die Ladearbeit

¹²⁹ Wilson (1976)

¹³⁰ Maas (2014)

können verschiedene Tieflöffel mit bis zu $0,3 \text{ m}^3$ Schaufelvolumen zum Einsatz kommen. Die vergleichsweise geringe Schaufelgröße erschwert die Ladearbeit bei grobkörnigem Haufwerk. Der ankommende Kübel kann mit Hilfe des Auslegers in den vorgesehenen Kübelstand gedrückt werden. Die maximale Entladehöhe des Tieflöffels liegt bei etwa 1,6 m, wodurch die Bauhöhe der Bergeskübel und damit das Kübelvolumen begrenzt sind. Mit dem Hydraulikausleger lässt sich eine Reißkraft von 44 kN erzeugen. Über eine Planier- und Abstützeinrichtung kann die Standsicherheit während der Ladearbeit oder beim Bereißen der Stöße erhöht werden.¹³¹

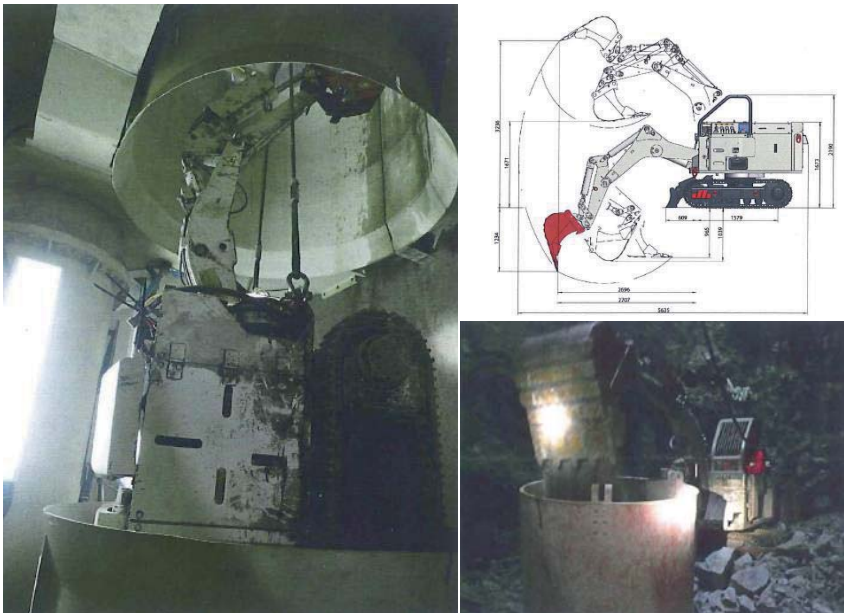


Abbildung 28: Kompaktbagger dh EQ200 der Firma Deilmann Haniel Mining Systems.¹³²

3.5.1.2 Seilgeführte Ladegeräte

Riddell Mucker. Zum Abteufen von Schächten mit rechteckigem Querschnitt wurde Ende der 1940er Jahre in Kanada erstmalig ein seilgeführtes Ladegerät, der Riddell Mucker eingesetzt. Als Aufhängung des pneumatisch betriebenen Zweischalengreifers diente eine Rahmenkonstruktion unterhalb der Arbeitsbühne. Erfolgte die Teufarbeit ohne Arbeitsbühne konnte der Rahmen in den damals

¹³¹ Deilmann Haniel Mining Systems GmbH (2014b)

¹³² Maas (2014)

verwendeten Holzausbau eingehängt werden. Die Rahmenkonstruktion diente als Auflager für ein Fahrgestell, das die horizontale Verfahrung des Greifers ermöglichte. Auf dem Fahrgestell waren der pneumatische Antrieb für den Greifermechanismus und die Seilwinde angeordnet (siehe Abbildung 29). Der Greifermechanismus wurde über Zugseile von der Schachtsohle aus gesteuert. In Abhängigkeit von der erforderlichen Ladeleistung standen Greifer mit 0,3 - 0,76 m³ Fassungsvermögen zur Verfügung. Die Ladeleistung betrug rund 0,2 m³/min. Bei großen Schachtquerschnitten konnte die Ladezeit verkürzt werden, indem zwei Riddell Mucker parallel das Haufwerk in den bereitstehenden Kübel arbeiteten. Durch den Schrägzug des Greiferseils gestaltete sich die Ladearbeit am Schachtstoß schwierig. In diesem Bereich musste die Sohlenmannschaft den Greifer von Hand in die entsprechende Position drücken. Heute kommt der Riddell Mucker nicht mehr zum Einsatz. Das grundlegende Funktionsprinzip ist mit der Entwicklung des Mehrschalengreifers für den Schachtbau teilweise erhalten geblieben.¹³³

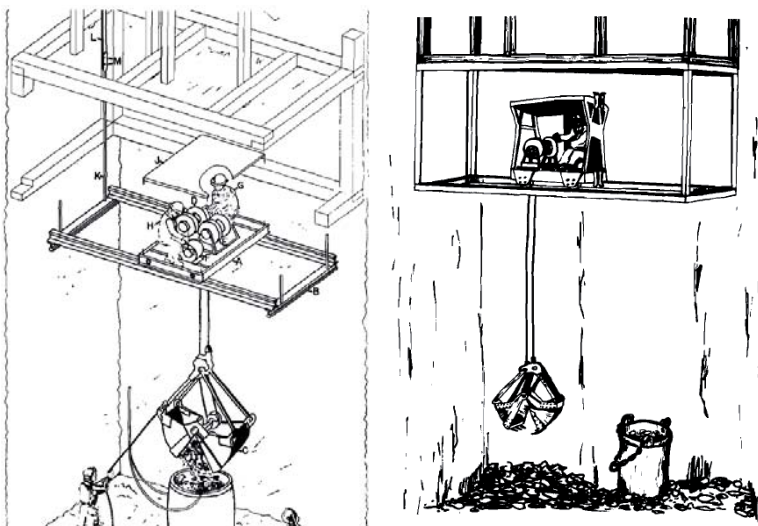


Abbildung 29: Ladearbeit mit dem seilgeführten Riddell Mucker.¹³⁴

¹³³ Hustrulid, W. A. (1982)

¹³⁴ Hustrulid, W. A. (1982)

Mehrschalengreifer. Anfangs wurde der Mehrschalengreifer (auch Polypgreifer genannt) vornehmlich in europäischen und südafrikanischen Schachtabteufprojekten eingesetzt. Erst nach dem sich der runde Schachtquerschnitt im nordamerikanischen Schachtbau durchgesetzt hatte, kam der Mehrschalengreifer zunehmend auch in Kanada und den USA zum Einsatz.¹³⁵

Ein modernes Greifersystem besteht aus drei Komponenten: Greiferbirne, Greiferwinde und Greiferbühne. Die Greiferbirne setzt sich aus bis zu acht spitz zulaufenden Greiferschalen zusammen. Für das Laden der Berge wird in der Regel eine geschlossene Bauform der Schalen bevorzugt. Das Fassungsvermögen beträgt zwischen $0,4 \text{ m}^3$ bis maximal $1,2 \text{ m}^3$. Abbildung 30 zeigt auf der linken Seite die schematische Darstellung einer Greiferbirne mit $1,2 \text{ m}^3$ Fassungsvermögen und entsprechenden Abmaßen. Das Gewicht dieses Greifers liegt bei etwa 4,2 t.

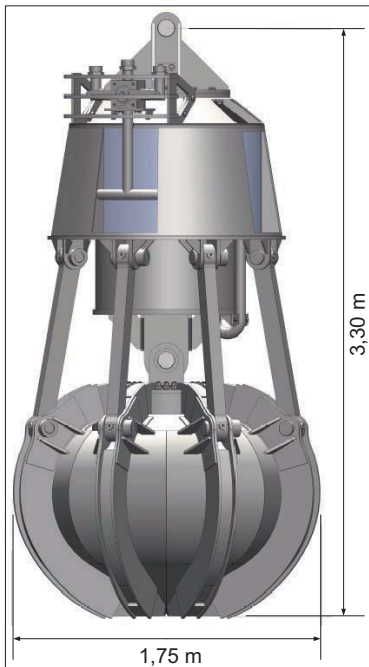


Abbildung 30: Greiferbirne.¹³⁶

¹³⁵ Graham and Evans (2008a)

¹³⁶ Deilmann Haniel Mining Systems GmbH (2014a)

Die horizontale Bewegung des Greifers erfolgt durch die Greiferbühne, die unterhalb der Arbeitsbühne angeordnet ist. Während der Ladearbeit befindet sich die Greiferbühne rund 10-30 m über der Abteufsohle. Je nach Hersteller kann sich die Konstruktionsweise unterscheiden. Die linke Darstellung in Abbildung 31 zeigt eine Greiferschwenkvorrichtung bestehend aus einem mittig angeordneten Drehrohr, auf dem ein Rundlauf drehbeweglich angeordnet ist. Mit Hilfe von Zug- und Schubkatzen kann die Schwenkeinrichtung um 360° in beiden Richtungen gedreht werden. Auf dem mittig offenen Rundlauf ist die Greiferwinde angeordnet, die in radialer Richtung verfahrbar ist. Die rechts abgebildete Greiferbühne besteht ebenfalls aus einem Rundlauf, an dem eine Rahmenkonstruktion drehbeweglich an zwei gegenüberliegenden Punkten angeschlagen ist. Der Rahmen dient zur Führung der Seilwinde, die radial verfahren werden kann. Ein mittig verlagertes Drehrohr ist durch die zwei Anschlagpunkte nicht erforderlich. Die Kübelförderung ist durch den offenen Rundlauf und den Führungsrahmen der Seilwinde möglich.



Abbildung 31: Verschiedene Konstruktionsbeispiele von Greiferbühnen.^{137, 138}

Die Greiferwinde hebt und senkt die Greiferbirne. Nach Beendigung der Ladearbeit wird die Greiferbirne unter die Arbeitsbühne gezogen, um Schäden durch die

¹³⁷ Links: Deilmann Haniel Mining Systems GmbH (2014a)

¹³⁸ Rechts: Eigene Darstellung

nachfolgende Sprengung zu vermeiden. Da bei der Ladearbeit mit einem Mehrschalengreifer keine hohe Präzision erforderlich ist, kann der Greiferantrieb pneumatisch erfolgen. Die Steuerung von Greiferwinde und Schwenkvorrichtung erfolgt entweder von einem Führerstand unterhalb der Greiferbühne oder mittels elektropneumatischer Funk- oder Kabelfernsteuerung von der Schachtsohle aus. Die Betätigung der Greiferbirne erfolgt wahlweise über die Funkfernsteuerung oder über Zugseile, die auf ein Druckluftventil wirken.¹³⁹

Gewöhnlich dauert ein Ladespiel zwischen 25 und 45 s. Die Seilgeschwindigkeit der Greiferwinde liegt bei etwa 0,45 m/s.¹⁴⁰ Mit einem großen Greifer kann unter optimalen Rahmenbedingungen bei vollem Eingriff in das Haufwerk eine Ladeleistung von etwa 2 m³/min erreicht werden.¹⁴¹ Die geöffneten Greiferschalen zeigen zu Beginn des Grabvorgangs senkrecht nach unten. Die spitze Schaufelform ermöglicht in dieser Position relativ leicht ein tiefes Eindringen in das Haufwerk, unterstützt durch das hohe Eigengewicht des Greifers. Mittlere bis grobe Korngrößen können gut geladen werden, während feineres Haufwerk beim Schließvorgang teilweise durch die Zwischenräume der spitzzulaufenden Greiferschaufeln rinnt.¹⁴²

Schwierig gestaltet sich auch das Wegladen der Berge am Schachtstoß. Der Greifer kann hier das Haufwerk nicht vollständig aufnehmen, da der Schrägzug des Seils den Greifer zurückzieht. Dadurch bildet sich in diesem Bereich eine Art Böschung. Behelfsmäßig kann ein geübter Geräteführer versuchen, das Haufwerk im Schachtstoßbereich zu erreichen, indem er den Mehrschalengreifer mit Schwung in Richtung Schachtstoß schwenkt und gleichzeitig die Greiferbirne absenkt. Freigelegte Schachtstöße müssen anschließend von Hand berissen werden. Treffen die Schalenspitzen auf der Schachtsohle festes Gestein an, verringert sich die Ladeleistung erheblich. Die spitz zulaufende Schaufelform verhindert in diesem Stadium der Ladearbeit eine effiziente Haufwerksaufnahme. Mit Hilfe von Kratzern und Druckluft werden verbliebende Haufwerksreste manuell zusammengetragen und anschließend mittels Greifer in den Bergekübel geladen. Das manuelle Sauberladen und Bohrfestmachen der Schachtsohle stellt eine sehr zeitintensive Arbeit dar.¹⁴³

¹³⁹ Holewik (1990), OLKO Maschinentechnik GmbH (2011)

¹⁴⁰ OLKO Maschinentechnik GmbH (2011)

¹⁴¹ Hustrulid, W. (1982, p. 1265)

¹⁴² Moss (2011, p. 6)

¹⁴³ Moss (2011, p. 6)

3.5.1.3 Zwangsgeführte Ladegeräte

Cryderman Shaft Mucker. Entwickelt wurde der Cryderman Shaft Mucker Ende der 1940er Jahre in Kanada. Das bühnenintegrierte Ladegerät eignet sich vortrefflich für das stufenweise Teufverfahren, das zu dieser Zeit vornehmlich in Kanada zum Einsatz kam.¹⁴⁴ In der ursprünglichen Ausführung besteht der Cryderman Shaft Mucker aus einem rohrförmigen Teleskopausleger, an dessen unterem Ende sich ein pneumatisch betriebener Zweischalengreifer mit 0,3 m³ Fassungsvermögen befindet. Die Vertikal- und Schwenkbewegungen des Auslegers werden über Seilzugsysteme realisiert. Oberhalb des Auslegers befindet sich ein Rahmengestell mit zwei seitlichen Führungsschienen, die der Verlagerung in der Arbeitsbühne dienen (siehe Abbildung 32).¹⁴⁵

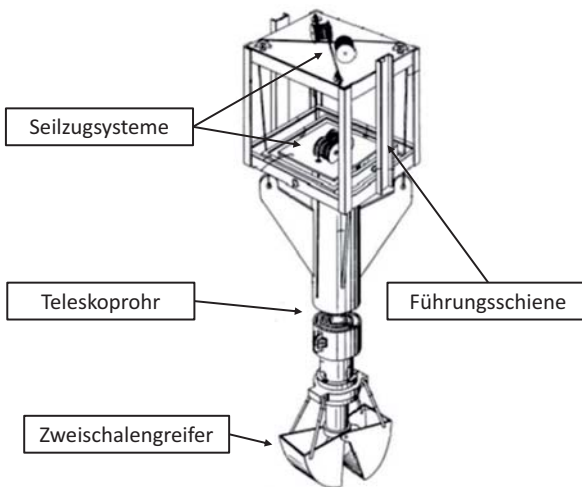


Abbildung 32: Cryderman Shaft Mucker in ursprünglicher Konstruktionsweise.¹⁴⁶

Abbildung 33 zeigt einen modernen Cryderman Shaft Mucker mit Pneumatikantrieb. Im oberen Teil des Rahmengestells befindet sich das Antriebsaggregat. Direkt darunter ist ein Bedienstand angeordnet, von dem aus der Geräteführer den unterhalb befindlichen Greifer mit Teleskopausleger steuert. Die Auslegerlänge gängiger Modelle beträgt eingefahren rund 6 m und 10 m im ausgefahrenen Zustand.

¹⁴⁴ Graham and Evans (2008b)

¹⁴⁵ Cryderman (1952)

¹⁴⁶ Cryderman (1952)

Durch einen seitlichen Schwenkwinkel von etwa 30 - 35° ergibt sich ein maximal erreichbarer Arbeitsbereich zwischen 40 und 90 m². Bei geringen bis mittleren Schachtdurchmessern ist demnach ein Ladegerät ausreichend um den Ausbruchsquerschnitt vollständig abzudecken. Die Verlagerung in der Arbeitsbühne erfolgt dann im Schachtzentrum. Für größere Durchmesser kommen häufig zwei Ladegeräte zum Einsatz, die nahe der Schachtwand in der Arbeitsbühne verlagert sind. Durch die begrenzte Verlängerung des Teleskopauslegers muss die Arbeitsbühne bei größeren Abschlagslängen zwischendurch abgesenkt werden, um den Abschlag vollständig laden zu können. Gängige Ausführungen verfügen über Zweischalengreifer mit eckigen oder runden Greiferschalen. Bei Bedarf kann das Grabwerkzeug mit Grabzähnen ausgestattet werden, um das Eindringen in das Haufwerk zu erleichtern und die Schneiden der Greiferschalen vor Verschleiß zu schützen. Es stehen mit 0,38 m³, 0,57 m³ und 0,76 m³ drei gängige Greifergrößen zur Verfügung. Ein Ladespiel dauert etwa 15 - 25 s. Laut Hersteller ist mit maximaler Greifergröße eine theoretische Ladeleistung bis 2,3 m³/min erreichbar.¹⁴⁷ Praxisbeispiele zeigen jedoch, dass in Abhängigkeit zur Schaufelgröße bei vollem Eingriff in das Haufwerk eher zwischen 0,5 und 1,7 m³/min erzielt werden.

Besonders feines bis mittelgrobes Haufwerk lässt sich durch die geschlossene Bauform der zwei Greiferschalen optimal laden. Sehr grobes Haufwerk hingegen erschwert ein effektives Eindringen der Greiferschalen, da die Greiferöffnung im Vergleich zum Mehrschalengreifer kleiner ist und der Grabwiderstand aufgrund der Schaufelform höher ausfällt. Die Zwangsführung des Greifers ermöglicht das Laden von Haufwerk am Schachtstoß, sofern dieser in Reichweite des Auslegers liegt. Das Bereißen des Schachtstoßes erfolgt zu meist von Hand, da die Lagerung in der Arbeitsbühne nur begrenzt Hebelkräfte aufnehmen kann. Das Sauberladen der Schachtsohle erfolgt mit manueller Unterstützung der Schachthauer, die das restliche Haufwerk zusammentragen und in den Zweischalengreifer laden.

¹⁴⁷ Joy Global (2014)



Abbildung 33: Cryderman Shaft Mucker.¹⁴⁸

Schachtbagger. Als Schachtbagger werden in dieser Arbeit hydraulische Ausleger mit Tieflöffel ohne Raupenfahrwerk oder Schreitwerk bezeichnet. Diese Ladetechnik kommt selten zum Einsatz, grundsätzlich lassen sich jedoch zwei Arten der Verlagerung unterscheiden: die Verlagerung am Schachtstoß und die Verlagerung unter der Arbeitsbühne.

Über Gebirgsanker erfolgt die Lagerung des Alimak Muckers am Schachtstoß. Hierfür ist standfestes Gebirge erforderlich. Das Umsetzen des Ladegerätes erfolgt über eine Seilaufhängung mit Anschlagpunkt auf der Führerkabine. Dadurch kann die Ladearbeit relativ unabhängig zur Position der Arbeitsbühne erfolgen. Optional befinden sich seitlich der Kabine Abstützvorrichtungen, die das Ladegerät während der Ladearbeit zusätzlich stabilisieren. Abbildung 34 zeigt, dass unterhalb des Bedienstandes der Hydraulikausleger drehbeweglich angeordnet ist. Durch die limitierte Auslegerlänge ist die Verwendung auf Schachtbauprojekte mit geringerem Ausbruchsquerschnitt begrenzt.¹⁴⁹

¹⁴⁸ Rubicon Minerals (2012)

¹⁴⁹ Hustrulid, W. A. (1982, p. 1265)

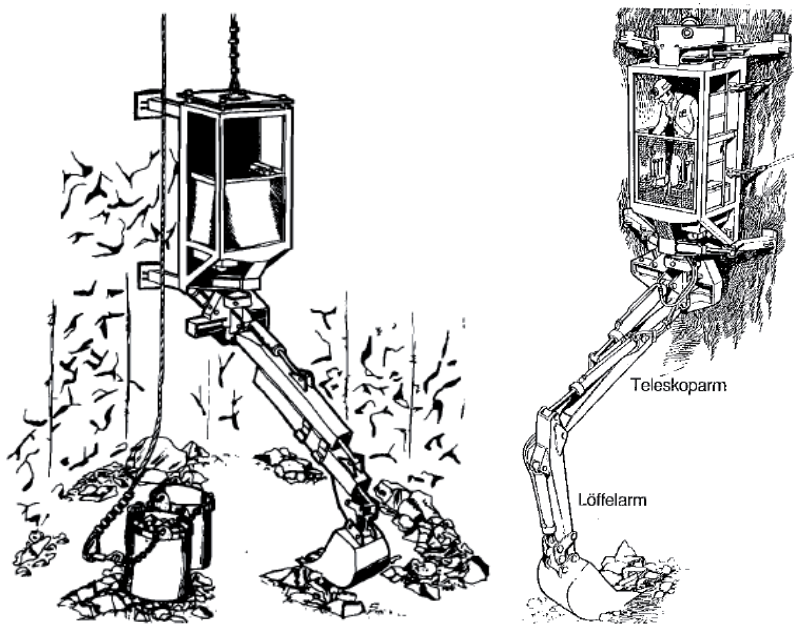


Abbildung 34: Schematische Darstellung zweier Alimak Shaft Mucker.¹⁵⁰

Der bühnenverlagerte Schachtbagger wurde Anfang der 90er Jahre von der Firma Karl Schaeff GmbH & Co Maschinenfabrik entwickelt.¹⁵¹ Die heutige Version der Firma Terex ist dem damaligen Konstruktionsprinzip sehr ähnlich. Unterhalb der Arbeitsbühne befindet sich im Schachtzentrum die drehbewegliche Verlagerung des Schachtbaggers. An dem Drehwerk sind eine Führerkabine und ein schwenkbarer Hydraulikausleger angeordnet. Der Schachtbagger, ausrüstbar mit Hydraulikhammer und Tieflöffel, eignet sich für die Löse- und Ladearbeit in nicht standfestem Gebirge. Die Schachtwand muss in diesem Fall nach geringem Teuffortschritt abschnittsweise gesichert werden. Im standfesten Gebirge lädt der Schachtbagger das hereingesprengte Haufwerk in den bereitstehenden Bergekübel. Es besteht zusätzlich die Möglichkeit mit einer Fräse zu arbeiten, um mittelhartes Gestein zu lösen. Während der Löse- und Ladearbeit wird die Arbeitsbühne gegen die Schachtwand verspannt. Aufgrund des begrenzten Schaufelvolumens und

¹⁵⁰ Hustrulid, W. A. (1982, p.1265)

¹⁵¹ Schaeff (1993)

vergleichsweise langer Ladespielzeit (zwischen 45 und 120 s) ist die Ladeleistung eines Schachtbaggers gering anzusetzen. Nach Herstellerangaben werden etwa $0,1 \text{ m}^3/\text{min}$ erreicht. Der Schachtbagger folgt dem Teufvorgang, indem die Arbeitsbühne entsprechend der vertikalen Reichweite des Auslegers abgesenkt wird. Die zentrale Anordnung ermöglicht dabei einen maximalen Ausbruchsdurchmesser von 7 m. Die schematische Darstellung in Abbildung 35 zeigt die Grabkurve des Schachtbaggers.¹⁵²

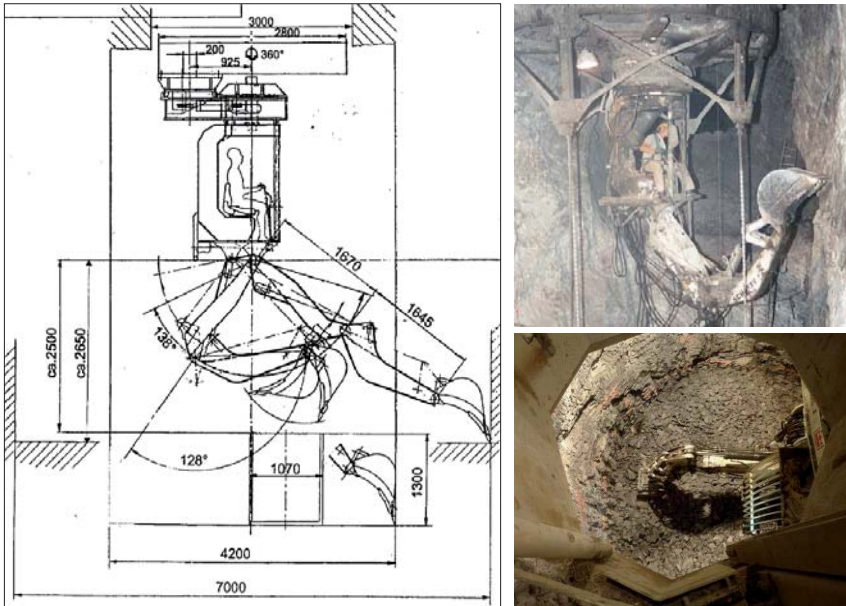


Abbildung 35: Bühnenverlagerter Schachtbagger.¹⁵³

3.5.2 Schachtfördertechnik

Das gelöste Haufwerk wird auf der Teufsohle in Bergekübel geladen und über ein Seil mit einer Fördermaschine nach über Tage gefördert. Eine Förderanlage zum Abteufen von Schächten lässt sich in zwei Komponenten einteilen: Bergekübel mit Führungseinrichtung und Förderseil sowie Fördermaschine und Fördergerüst.

¹⁵² Karl Schaeff GmbH & Co Maschinenfabrik (1997)

¹⁵³ Thyssen Schachtbau GmbH (2014)

3.5.2.1 Bergekübel mit Führungseinrichtung und Förderseil

Das Fassungsvermögen eines Bergekübels ist eine wichtige Einflussgröße auf die Leistung beim Schachtabteufen, insbesondere in großen Teufen bei langen Treibzeiten. In der Regel kommen Kübelgrößen von 5 m³ und mehr zum Einsatz. In Südafrika werden aufgrund der großen Teufen Bergekübel mit bis zu 9 m³ Fassungsvermögen verwendet. Optimal sind Kübel mit geringer Höhe und großem Durchmesser, um einerseits die Handhabung beim An- und Abschlagen oder Befüllen zu erleichtern und andererseits die Standsicherheit des Kübels auf der unebenen Schachtsohle zu verbessern. Der Kübel wird mit einer zweisträngigen Kette oder einem Stahlbügel an das Förderseil mit Haken angeschlagen.¹⁵⁴ Während der Förderung im Schacht gewährleisten zwei Führungsseile und ein dazwischen gespannter Führungsschlitten eine stabile Fahrt des Kübels ohne starke Pendel- oder Drallbewegungen. Die Führungsseile reichen von entsprechenden Winden mit Umlenkrollen über Tage bis zu einem Spannlager auf der obersten Etage der Arbeitsbühne. Hier setzt der Führungsschlitten auf und der Kübel hängt die restlichen Meter bis zur Teufsohle frei im Schacht.¹⁵⁵

In großen Teufen begrenzt die abnehmende Förderkapazität die Ladearbeit auf der Teufsohle. Damit die Ladearbeit ohne Unterbrechung erfolgen kann, werden die Berge mit einem 3-Kübel-System nach über Tage gefördert. Hierbei befindet sich oberhalb der Schachtsohle ein eingehängter Kübel in Warteposition. Auf ein Signal hin wird dieser zur Sohle herabgelassen und von der Sohlenmannschaft in eine vorgefertigte Vertiefung, dem Kübelstand gedrückt und abgestellt. Anschließend können die Schachthauer den Karabinerhaken abgeschlagen und an den zweiten Kübel angeschlagen, der bereits gefüllt auf der Sohle steht. Zur gleichen Zeit erfolgt die Entleerung des dritten Kübels über Tage durch eine Kippvorrichtung am Teufgerüst. Anschließend kann der gefüllte Kübel angehoben werden, wobei häufig durch den Schrägzug des Förderseils eine Pendelbewegung des Kübels entsteht. Die Sohlenmannschaft bremst diesen durch Gegendrücken von Hand ab. Dieser Teil der Arbeit auf der Schachtsohle ist selbst für eine erfahrene Sohlenmannschaft besonders unfallträchtig. Erst wenn der gefüllte Kübel nicht mehr schwingt, beginnt die Förderung nach über Tage bzw. zur Warteposition im Fall des soeben geleerten

¹⁵⁴ (DIN 21181)

¹⁵⁵ Reuther (1989, pp. 211–212)

Kübels. Der auf der Schachtsohle befindliche Kübel kann während der Förderzeit der anderen Kübel von dem Greifer gefüllt werden.¹⁵⁶

Bergekübel werden auch für die Seilfahrt genutzt und sind deshalb an der Kübelwandung mit Trittstufen ausgerüstet. In einem 5 m³ Kübel können bis zu zwölf Personen befördert werden.¹⁵⁷ Aus Sicherheitsgründen sind beim Abteufen zwei voneinander unabhängige Führungsmöglichkeiten im Schacht erforderlich. Im laufenden Betrieb erfolgt die Seilfahrt mit dem Bergeskübel. Bei Ausfall der Kübelförderung kann in geringen Teufen die Notfahrtung mit Fahrten und Zwischenbühnen im Schacht ermöglicht werden. Für größere Teufen eignet sich eine unabhängige Notfahrtwinde, um in einem Förderkorb die Belegschaft im Schacht mit einer einzigen Seilfahrt retten zu können. Eine zweite Förderung ist häufig ohnehin für den Materialtransport erforderlich.¹⁵⁸

3.5.2.2 Fördermaschine und Fördergerüst

Über der Schachtöffnung ist das Fördergerüst angeordnet, bestehend aus mehreren Arbeitsbühnen. Hierbei handelt es sich entweder um ein leichter ausgeführtes Teufgerüst oder ein endgültiges Fördergerüst. Seitlich daneben befindet sich die Fördermaschine. Auch in diesem Fall kann zwischen einer reinen Teufmaschine und einer endgültigen Fördermaschine, die für den Teufbetrieb genutzt wird, unterschieden werden. Im oberen Bereich des Fördergerüsts sind unter anderem Seilscheiben für Berge- und Materialförderung sowie Bühnenwinden verlagert. Auf den mittleren Etagen befindet sich häufig eine Kippvorrichtung zur Entleerung der Teufkübel. Die Berge gelangen über eine Schurre in einen Bergebunker. Die unterste Bühne dient als Schachtabdeckung mit verschließbaren Durchgangsöffnungen für die Förderung. Für die Seilfahrt oder zur Materialbeladung kann der Kübel auf der Schachtabdeckung abgestellt werden.¹⁵⁹

Antriebsmaschinen für Schachtförderanlagen mit Seilgeschwindigkeiten über 4 m/s werden als Fördermaschinen bezeichnet. Zum Schachtabteufen eignen sich beispielsweise Bobinen- und Trommel-Fördermaschinen. Treibscheiben-Fördermaschinen (z.B.: Koepe-Fördermaschine) kommen aufgrund der

¹⁵⁶ Holewik (1990)

¹⁵⁷ (DIN 21181)

¹⁵⁸ Roschlau and Heintze (1988, p. 179)

¹⁵⁹ Reuther (1989, p. 210)

gleichbleibenden Seillänge nicht zum Einsatz. Für einen zügigen Teuffortschritt sind leistungsstarke Doppelbobinen- oder Doppeltrommel-Fördermaschinen bzw. zwei Einzeltrommel-Fördermaschinen erforderlich, die eine Förderung im 3-Kübelbetrieb ermöglichen und eine hohe Fördergeschwindigkeit erreichen (nach TAS: maximal 12 m/s)¹⁶⁰.

3.6 Vorläufige Gebirgssicherung

Zum Schutz der Sohlenmannschaft und der Geräte vor Steinfall stehen zur vorläufigen Sicherung des Schachtstoßes diverse Verfahren zur Verfügung. Häufig werden Gebirgsanker, Verzug oder Spritzbeton eingebracht. Eher seltener werden heutzutage Ringe aus Stahlsegmenten zur Gebirgssicherung verwendet. Bei ausreichender Standsicherheit des Gebirges kann das Sicherungsverfahren durchaus als endgültiger Schachtausbau dienen. Ist dies nicht der Fall, folgt in einem nächsten Arbeitsschritt das Einbringen des endgültigen Schachtausbaus. Es entsteht hierbei, sofern die temporäre Gebirgssicherung nicht beraubt wird, eine Verbundwirkung von Gebirgssicherung und Schachtausbau, die den langfristigen Ausbauwiderstand verstärkt. Durch das verspätete Einbringen des Schachtausbaus können die Gebirgskonvergenzen bereits abklingen, wodurch der endgültige Schachtausbau geringer dimensioniert werden kann.¹⁶¹

Nach ihrem Wirkungsprinzip sind Einzelanker und Systemankerung voneinander zu unterscheiden. Einzelanker werden zur Sicherung einzelner Gesteinsblöcke genutzt, während eine systematische Anordnung von Ankeren der Bildung eines Gebirgstragringes dient, der einer Gebirgsentfestigung entgegenwirkt.¹⁶² Die Dimensionierung der Systemankerung erfolgt über die Ankerdichte (Ankeranzahl pro m²) und Ankerlänge. Zum Einsatz kommen gängige Ankerbauformen, wie beispielsweise Spreiz- oder Haftanker. Die hierfür nötigen Ankerbohrlöcher werden mit handgeführten Bohrhämmern und Bohrstützen erstellt oder es werden Schachtbohrgeräte genutzt, deren Lafette sich radial ausrichten lässt. Teilweise ist es nötig, die Lade- und Förderarbeit zu unterbrechen, um das hereingesprengte Haufwerk als Standfläche für das Bohrequipment zu nutzen. Ein bewährtes Verfahren der Gebirgssicherung im Schachtbau ist die Kombination von

¹⁶⁰ Deutsche Steinkohle AG (2005)

¹⁶¹ Reuther (1989, pp. 208–209)

¹⁶² Maidl (2005, p. 42)

Systemankerung und Verzug. Mit Hilfe der eingebrachten Anker kann der Verzug in Form von Baustahlmatten oder Maschendraht am Schachtstoß befestigt werden und die Sohlenmannschaft vor nachfallendem Gestein schützen. Zusätzlich kann die Gebirgssicherung mit einer Spritzbetonschicht verstärkt und die Auflockerung des Gebirges effektiver eingedämmt werden. Die Tragfähigkeit der ausgehärteten Spritzbetonschale ist unter anderem abhängig von der aufgetragenen Wandstärke und zusätzlicher Bewehrung in Form von Stahlfaserzuschlag. Abbildung 36 veranschaulicht gängige Kombinationen der Sicherungsverfahren.¹⁶³

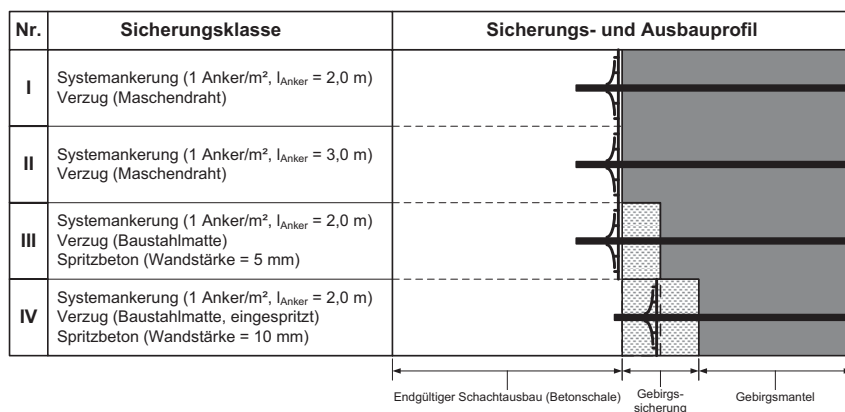


Abbildung 36: Schematische Darstellung verschiedener Klassen der Gebirgssicherung.

Ein weiteres Sicherungsverfahren stellt die Montage von Stahlringen dar, zusammengesetzt aus einzelnen Segmenten. Diese werden mit vertikalen Abstandhaltern unterhalb des endgültigen Ausbaus eingehängt. Kurze Gebirgsanker verlagern die Stahlringe zusätzlich am Schachtstoß in entsprechenden Abständen. Zum Schutz vor Steinschlag sollte der Schachtstoß zusätzlich mit Verzug ausgekleidet werden. Ein besonderer Vorteil ist, dass die Stahlringe und der Verzug im Teufvorgang mehrfach genutzt werden können, da sie für den endgültigen Ausbau nicht zwingend benötigt werden. Mit dieser Vorgehensweise können zwar Materialkosten reduziert werden, jedoch steigt der Arbeitsaufwand durch das Berauben der temporären Gebirgssicherung.¹⁶⁴

¹⁶³ Maidl (2005, p. 58)

¹⁶⁴ Reuther (1989, p. 208)

3.7 Permanenter Schachtausbau

Der Tagesschacht eines Bergwerks ist ein langlebiger Grubenraum, dessen Stand- und Betriebssicherheit zu gewährleisten ist. Neben den Verfahren zur Gebirgssicherung, die im trockenen und standfesten Gebirge ebenfalls als Schachtausbau dienen können, stehen verschiedene permanente Ausbaufverfahren zur Verfügung. Diese unterscheiden sich hinsichtlich Konstruktionsmaterial bzw. ob der Ausbau gebirgsverbunden oder gleitend ausgeführt ist. International häufig verwendete Ausbaufverfahren mit Gebirgsverbund sind der Betonausbau, eingebracht mit Gleit- oder Umsetzschalung, und der gusseiserner Tübbingausbau speziell für stark wasserführendes Gebirge. Der gebirgsverbundene Schachtausbau mit Holz oder Ziegelsteinmauerung ist dagegen nicht mehr aktuell. Ebenfalls für lockeres und wasserführendes Gebirge geeignet, hat sich insbesondere in Deutschland ein nicht-gebirgsverbundenes Ausbausystem, der gleitende Schachtausbau durchgesetzt.¹⁶⁵

3.7.1 Betonausbau

Seit den 1960er Jahren ist der Schachtausbau mit Beton üblich. In der Regel wird Beton mit den Güteklassen C 20/25 bis C 40/50 eingebracht. Das C steht hierbei für Normalbeton (concrete), die erste Zahlenangabe für die charakteristische Zylinderdruckfestigkeit und die zweite für die höhere Würfeldruckfestigkeit. Die Normfestigkeit ist nach 28 Tagen Aushärtezeit erreicht.¹⁶⁶ Der frische Beton wird mit Hilfe einer Schalung am Schachtstoß gehalten, üblicherweise in Wandstärken zwischen 30 und 50 cm. Die Bereitstellung des Betons erfolgt in Transportkübeln oder über eine Falleitung. Mit Schläuchen kann der Beton hinter die Schalung gebracht werden. Bei einer Falleitung ist in der Regel ein sog. Remixer vorgeschaltet, um der Betonentmischung entgegenzuwirken. Das Einbringen des Betonausbaus erfolgt entweder in längeren Sätzen von 10 bis 30 m von unten nach oben oder in relativ kurzen Sätzen von oben nach unten. Das aufwärts geführte Einbringen des Ausbaubetons wird im Wechsel oder nach Abschluss der Teufarbeit mittels Gleit- oder Umsetzschalung durchgeführt. Eine Gleitschalung ermöglicht einen kontinuierlichen Betoniervorgang, während bei der Umsetzschalung erst nach

¹⁶⁵ Klein (2002)

¹⁶⁶ Klein (2002)

dem Aushärten segmentweise der nachfolgende Abschnitt betoniert wird. Abwärtsgeführtes Betonieren erfolgt ebenfalls mit einer Umsetzschalung, allerdings in kürzeren Schalungsabschnitten zwischen 3 und 5 m. Abbildung 42 in Kapitel 3.8.2 stellt eine vieretagige Arbeitsbühne mit Umsetzschalung vor. Zwischen den Schalungsabschnitten befindet sich eine Trennfuge, die einerseits dem Ausbausystem eine gewisse Flexibilität ermöglicht und andererseits als Auflagefläche für die Arbeitsbühne dient. Der Ausbau kann dabei weitestgehend parallel zur Teufarbeit auf der Schachtschale eingebracht werden. Bestenfalls gleicht die Abschalungslänge der Höhe eines Schalungsabschnitts (inkl. Trennfuge), sodass ein einheitlicher Ablauf der zyklischen Teufvorgänge realisierbar ist.¹⁶⁷

3.7.2 Gusseiserner Tübbingausbau

Der ursprünglich aus Großbritannien stammende Tübbingausbau kommt in Schächten zum Einsatz, die im wasserführenden und nicht-standfesten Gebirge geteuft werden. Das Ausbausystem besteht aus einer inneren Tübbingsäule und einer äußeren Betonsäule. Die Tübbingsäule setzt sich aus mehreren gusseisernen Tübbingsegmenten zusammen, die ringweise eingebaut werden. Die Tübbingringe werden stets um eine halbe Segmentlänge versetzt montiert. Zwischen den horizontal und vertikal verschraubbaren Tübbingsegmenten dichten Bleieinlagen nahezu vollständig gegen Wasserzutritt ab. Zur Herstellung des Gebirgsverbunds und zur Verbesserung des Tragverhaltens wird die Tübbingsäule mit Beton hinterfüllt. Der Tübbingausbau wird auf Tragringen in Sätzen von 15 bis 40 m während des Teufvorgangs oder nachträglich in einem Zug von unten nach oben eingebracht. Eine weitere Möglichkeit besteht in der Montage von oben nach unten, indem die Tübbingringe an die bereits eingebrachte Tübbingsäule eingehängt werden.¹⁶⁸

In Abbildung 37 ist der Aufbau eines Tübbingausbaus mit Hinterfüllbeton schematisch dargestellt, hier mit einer zusätzlichen Spritzbetonschicht am Schachtschlag. Weiterhin ist die Innen- und Außenseite eines Tübbingsegments aufgeführt. Außenseitig ist zur Verstärkung ein Rippennetz angeordnet, dass zudem eine bessere Verbindung mit dem Hinterfüllbeton ermöglicht.¹⁶⁹ Auf der Innenseite befinden sich zwei verstärkende Horizontalrippen. Bei Bedarf kann das

¹⁶⁷ Reuther (1989, pp. 288–293)

¹⁶⁸ Zirbes and Gerbig (2014)

¹⁶⁹ Deilmann-Haniel (2012)

Tübbingsegment mit einem zentralen Zementierloch sowie einem Vergießloch ausgestattet werden. Letzteres befindet sich mittig auf dem unteren Lagerflansch. Über das Zementierloch kann nachträglich und zusätzlich zur Betonhinterfüllung Zement verpresst werden, um eine bessere Abdichtung gegen Wassereintritt zu erreichen. Sowohl das Zementierloch als auch das Vergießloch sind mit einem Gewinde versehen und mittels Verschlusschraube verschließbar. In der Regel ist ein Tübbing 1,5 m hoch, je nach Schachtdurchmesser beträgt die Breite zwischen 1,6 und 1,8 m. Die Wandstärke des Tübbings liegt bei maximal 140 mm.¹⁷⁰

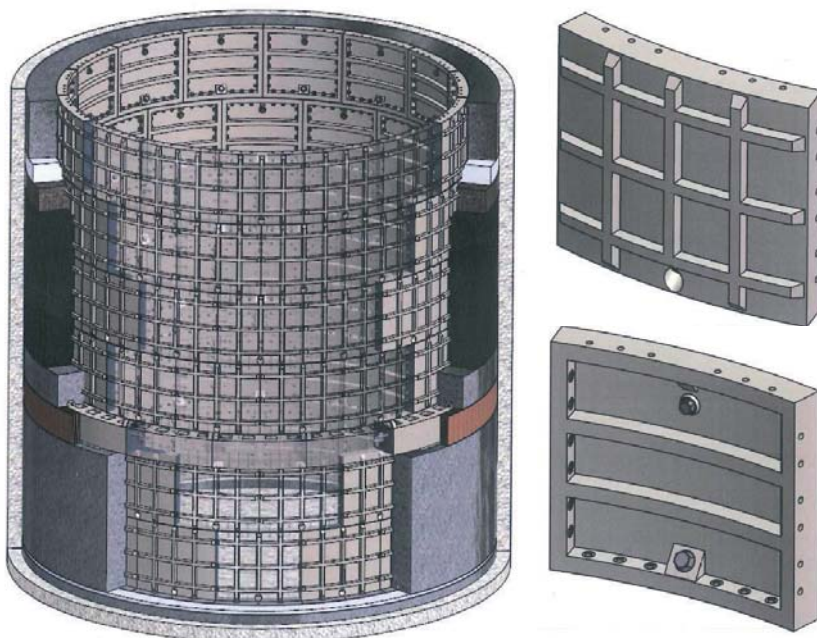


Abbildung 37: Aufbau einer Tübbingsäule mit Hinterfüllbeton und Darstellung eines Tübbingsegments.¹⁷¹

3.7.3 Gleitschachtausbau

Der gleitende Schachtausbau setzt sich aus einer äußeren nachgiebigen Ausbauschale (Stoßausbau), häufig aus Mauerwerk (z.B. Betonstein) oder Betonpanellen bestehend, und einem innenliegenden Ausbau zusammen. Der

¹⁷⁰ (DIN 21501)

¹⁷¹ Deilmann-Haniel (2012)

Innenausbau kann als Beton-Stahlblechzylinder-Verbundausbau bezeichnet werden. Hierbei verhindert ein äußerer vollständig verschweißter Stahlblechmantel das Eindringen von Bergwasser in den Grubenbau. Eine innere Schalbetonröhre und gegebenenfalls eine weiterer Stahlmantel nehmen einen Hauptteil der Lasten auf den inneren Schachtausbau auf. Zwischen dem äußeren Stoßausbau und der inneren Schachtröhre trennt eine Asphaltfuge die zwei Ausbausysteme und realisiert dadurch die nicht-gebirgsverbundene Ausführung dieser Ausbauparadigmen. Mögliche Deformationen der äußeren Ausbauschaale können durch die viskose Asphaltfuge abgepuffert werden und beeinflussen dadurch nicht die Standsicherheit des Innenausbaus.¹⁷²

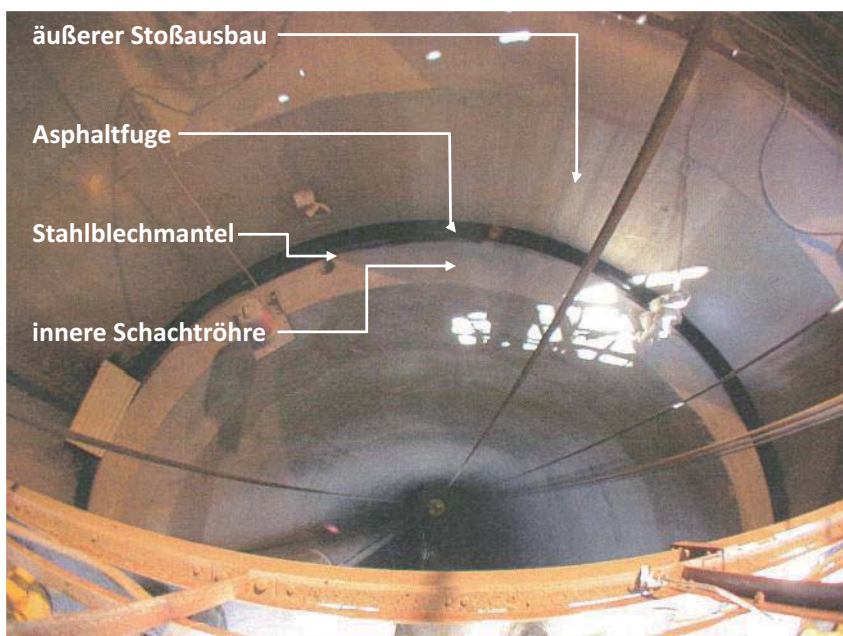


Abbildung 38: Gleitender Beton-Stahlblechzylinder-Verbundausbau.¹⁷³

Die nachfolgende Tabelle vergleicht die drei aufgeführten Ausbauparadigmen und gibt eine Übersicht hinsichtlich des Einsatzspektrums.

¹⁷² Zirbes and Gerbig (2014)

¹⁷³ Institut für Bergbaukunde I (2014)

Tabelle 5: Schachtausbauverfahren im Vergleich.¹⁷⁴

	Betonausbau	Gleitschachtausbau	Tübbingausbau
Abdichtung gegen Wasserzutritt	Wasserzutritt über die Trennfugen	vollständig durch vollverschweißten Stahlblechmantel und zusätzlich	unvollständig (bei plastischen Verhalten oder Ausquetschen des Fugenbleis)
Verhalten bei Temperaturschwankungen	relativ unempfindlich gegenüber Temperaturdifferenzen	Längenänderung möglich, Spaltbildung ermöglicht Wasserzutritt (Wetterheizung erforderlich)	Längenänderung möglich, Spaltbildung ermöglicht Wasserzutritt (Wetterheizung erforderlich)
Korrosionsbeständigkeit	Verwitterung und Ablagerungen vornehmlich im Bereich der Trennfugen	Innerer Stahlmantel: geringe Anfälligkeit auf der Innenseite durch Bewetterung und Temperaturschwankungen, Abhilfe durch Korrosionsanstrich	Innenfläche Tübbing: Korrosionsanfälligkeit durch Wasserzutritte, Bewetterung und Temperaturschwankungen (grundsätzlich unbedenklich bei ausreichender Dimensionierung)
		Äußerer Stahlmantel: Korrosionsschutz durch	Außenfläche Tübbing: weniger anfällig durch Betonhinterfüllung
Wartungsaufwand	gering	gering	erheblicher Wartungsaufwand: Nachziehen der Schrauben, Verstemmen des Fugenbleis, Zementinjektionen
Verhalten bei Abbaueinwirkung	begrenzte Flexibilität durch Trennfugen, leichtes Abplatzen der Betonschale kann durch Drahtgewebe verhindert werden	unempfindlich: Asphaltfuge nimmt Deformationen des Außenschale auf	großer Einfluss, da starres Ausbausystem
Wetterwiderstand	gering, durch glatte Innenwand	gering, durch glatte Innenwand	größer, durch Innenrippen (Verkleidung der Tübbing möglich)
Herstellungs- und Einbaulogistik	Bereitstellung von Beton, Wasser und weiteren Zuschlagstoffen grundsätzlich problemlos, kein Fachpersonal für Betonierarbeiten erforderlich	Herstellung der Stahlblechsegmente mit Schachtradius nur in wenigen europäischen Stahlwerken möglich, Verschweißen der	Tübbinghersteller in Europa zahlreich vorhanden, zügige Montage erfordert Übung, jedoch kein Fachpersonal
Aufwand und Kosten	mechanisiertes und relativ kostengünstiges Ausbauverfahren	sehr aufwendiges und kostenintensives Ausbauverfahren	weniger aufwendiges Ausbauverfahren mit mittelhohen Kostenaufwand
Mögliche Einsatzgrenzen	Große Wandstärken mit hoher Betongüte und Bewehrung ermöglichen den Einsatz in großen Teufen	Einfacher Stahlblechzylinder bis rund 600 bis 700 m Einbauteufe, für größere Teufen Ausführung mit doppeltem Stahlblechzylinder	Einfache Tübbingsäule auf 800 bis 1.000 m Einbauteufe begrenzt (max. Tübbingwandstärke: 140 mm)

3.8 Sonstige Abteufleinrichtungen

3.8.1 Bewetterung

Für das Schachtabteufen ohne Vorbohrloch ist die Einrichtung einer Sonderbewetterung notwendig. Die erforderliche Frischluftwettermenge Q_{Bew} berechnet sich entweder aus der Belegung (2,0 m³/min pro Person) und der dieselbetriebenen Maschinenteknik (je Diesel-KW 4,0 m³/min) im Schacht oder aus der erforderlichen Mindestwettergeschwindigkeit v_{Bew} von 0,2 m/s nach Formel 11.¹⁷⁵

¹⁷⁴ Zirbes und Gerbig (2014)

¹⁷⁵ BG Bau (1994)

Formel 11: Wettermenge in Abhängigkeit vom Schachtquerschnitt.

$$Q_{Bew} = v_{Bew} * A_{Aus}$$

Weiterhin ist zu beachten, dass bei der Umsetzung von Sprengstoff Schwaden entstehen. Diese enthalten vorwiegend Stickstoff, Wasser, Kohlenmonoxid und Kohlendioxid. Je nach Sprengstoffzusammensetzung (z.B. bei gelatinösen Sprengstoffen) können Schwaden gesundheitsschädliche Substanzen beinhalten. Nach der Sprengung müssen die Schwaden durch Bewetterung aus dem Arbeitsbereich vollständig abgeführt werden, bevor die Arbeit im Schacht wieder aufgenommen werden kann.

Grundsätzlich kann zwischen blasender und saugender Bewetterung sowie einer Kombination beider Bewetterungsarten unterschieden werden. Abbildung 39 zeigt schematische Darstellungen der drei Bewetterungssysteme.

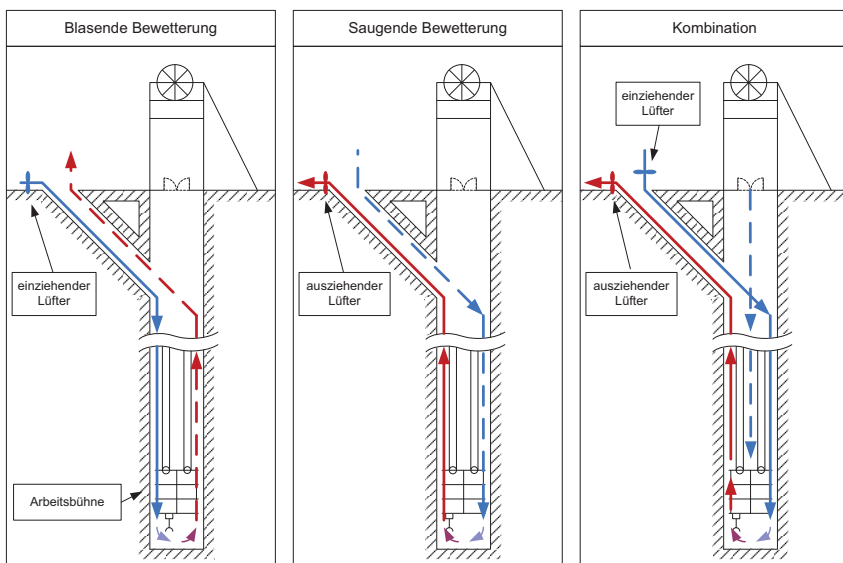


Abbildung 39: Schematische Darstellung der Bewetterungsarten beim Schachtabteufen.¹⁷⁶

Bei der häufig eingesetzten blasenden Bewetterung wird ein Axiallüfter am Schachtkragen platziert und die Frischluftwetter über Faltlutten direkt und unbelastet zu den Arbeitsbereichen im Schacht geleitet. Die Hauptarbeitsbereiche befinden auf

¹⁷⁶ Eigene Darstellung nach Walters (2009)

der Arbeitsbühne und auf der Schachtsohle. Die Abwetter ziehen durch den Schacht nach über Tage ab. Nach der Sprengung entstehen im Schachttiefsten zum Teil gesundheitsschädliche Sprengschwaden, die ebenfalls durch den Schacht nach über Tage ausgetragen werden. Eine sichere Befahrung des Schachtes ist erst dann möglich, wenn die Sprengschwaden ausreichend verdünnt oder vollständig ausgewettert sind.

Bei der saugenden Bewetterungsvariante werden frische Wetter in den Schacht eingeleitet und über einen Ventilator durch eine Luttentour abgezogen. Da der Ventilator luttenseitig einen Unterdruck erzeugt, müssen stabile Spiral- oder Blechlutten verwendet werden. Insbesondere das Mitführen von Blechlutten ist mit hohem Arbeitsaufwand verbunden. Der Frischwettereinzug über den Schacht hat den Nachteil, dass die Wetter den Arbeitsbereich auf der Schachtsohle bereits mit Feuchtigkeit und Staub belastet erreichen. Von Vorteil ist, dass das Abwettern von Sprengschwaden schneller erfolgen kann als bei der blasenden Bewetterung. Es ist anzunehmen, dass ein achtmaliger Austausch der Wettermenge ausreichend ist, um ein sicheres Einfahren der Belegschaft in den Schacht nach erfolgter Sprengung zu gewährleisten. Das abzusaugende Wettervolumen berechnet sich hierbei aus der Schachtquerschnittsfläche A_{Aus} und dem Abstand der Schachtsohle zur Arbeitsbühne x_{S-AB} in Sprengposition. Mit Berücksichtigung der bereitgestellten Wettermenge Q_{Bew} lässt sich die benötigte Bewetterungszeit t_{Bew} nach der Sprengung ermitteln. Bei blasender Bewetterung eignet sich dieser Berechnungsansatz nicht, da die Sprengschwaden durch den Schacht ausgewettert werden.¹⁷⁷

Formel 12: Berechnung der Bewetterungszeit nach der Sprengung.

$$t_{Bew} = \frac{8 * A_{Aus} * x_{S-AB}}{Q_{Bew}}$$

Die Kombination aus saugender und blasender Bewetterung verbindet die Vorteile beider Bewetterungssysteme. Durch die blasende Bewetterung gelangen Frischwetter unbelastet zur Schachtsohle. Die saugende Bewetterung ermöglicht zusätzlich ein schnelles Ableiten der Sprengschwaden. Es ist zu beachten, dass das abgezogene Wettervolumen etwa dem 1,5fachen Volumen der blasenden Bewetterung entspricht. Die restliche Schachtsäule über der Arbeitsbühne wird dadurch ebenfalls mit Frischwetter über den Schacht versorgt. Um die

¹⁷⁷ Walters (2009)

Wetterversorgung im Schachttiefsten zu gewährleisten, muss die blasende Bewetterung fast bis zur Schachtsohle geführt werden. Die saugende Bewetterung setzt über der Arbeitsbühne an.¹⁷⁸

3.8.2 Arbeitsbühne

Bereits zu Beginn des 20. Jahrhunderts diente eine eingehängte Bühne im Schacht als zusätzliche Standfläche für Schachthauer und Baumaterial, um damit Ausbauarbeiten über dem eigentlichen Teufbereich durchzuführen. Die ersten Arbeitsbühnen im Schachtbau wurden mit viersträngigen Ketten an einem zentralen Bühnenseil angeschlagen. Die Kettenaufhängung brachte den Nachteil mit sich, dass die Arbeit am Schachtstoß beeinträchtigt wurde. Eine Verriegelungsvorrichtung mit seitlich angebrachten Riegeln kennzeichnete eine weitere Möglichkeit der Stabilisierung der schwebenden Arbeitsbühne. Der obere Rand der Schachtmauer oder Aussparungen in der Schachtwandung dienten den mechanischen Riegeln als Widerlager. Abbildung 40 verdeutlicht den Aufbau einer frühen Arbeitsbühne mit Verriegelungsvorrichtung. Die dargestellte Arbeitsbühne weist eine Durchlassöffnung auf, sodass mittels Teufkübel die Förderung von Haufwerk und Seilfahrt erfolgen konnte. Im Zentrum der Arbeitsbühne befand sich eine weitere Öffnung für das Schachtmittellot. Erstmals konnten mit Hilfe solcher Arbeitsbühnen Teuf- und Ausbauarbeiten teilweise parallel durchgeführt und die Fertigstellung des Schachtes beschleunigt werden.¹⁷⁹

¹⁷⁸ Walters (2009)

¹⁷⁹ Bansen (1909, p. 114)

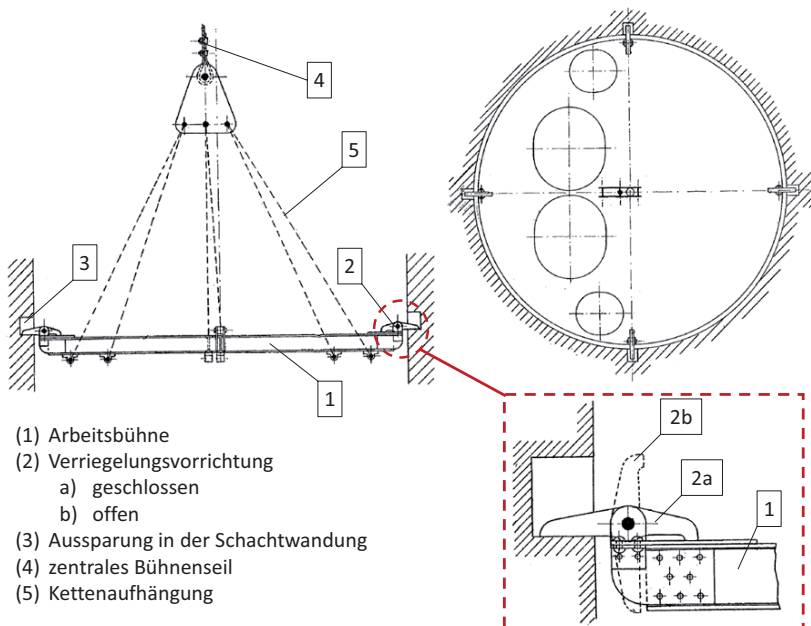


Abbildung 40: Einetage Arbeitsbühne mit Verriegelungsvorrichtung.¹⁸⁰

Der Aufbau einer Arbeitsbühne ist mit zunehmender Mechanisierung und Parallelisierung der einzelnen Arbeitsschritte beim Abteufen deutlich komplexer geworden. Der Einsatz von Teufbühnen mit sieben Etagen und über 100 t Gewicht ist durchaus möglich, wobei deren Aufbau grundsätzlich projektbezogen ist. Einflussfaktoren auf die Konstruktionsweise sind neben der Schachtgeometrie insbesondere das Aufhängungsprinzip, der einzubringenden Schachtausbau und die eingesetzte Bohr-, Lade- und Fördertechnik.

Auf jeder Etage der Teufbühne sind Durchgangsöffnungen für die Wetterführung und die Fördermittel zu berücksichtigen. Nach TAS müssen alle Etagen zudem über fest eingebaute Fahrten erreichbar sein. Hierfür sind entsprechende Durchstiege erforderlich. Im oberen Teil der Arbeitsbühne befindet sich im Regelfall die Aufhängung der Bühnenseile, mit denen die Bühne über eine Umlenkrolle am Teufgerüst durch eine Bühnenwinde angehoben oder abgesenkt werden kann. Bei dieser Konstruktionsweise sind die unteren Etagen hängend montiert und müssen

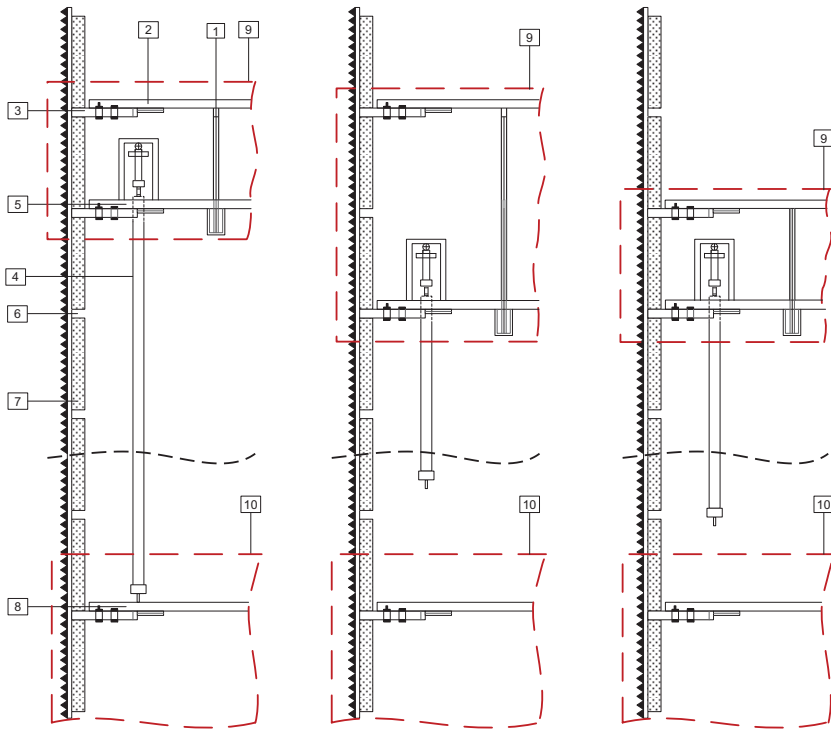
¹⁸⁰ Rasche (1909)

dadurch entsprechend stabil ausgeführt werden. Die Verlagerung der Seilaufhängung auf tiefere Etagen erleichtert zwar die Stahlkonstruktion der restlichen Etagen, jedoch ist der zusätzliche Platzbedarf der Bühnenseile zu beachten. Weiterhin sind auf der obersten Etage die Spannager für die Führungsseile des Bergekübels und eine Aufsetzvorrichtung für den Führungsschlitten angeordnet. Teilweise dienen die Bühnenseile gleichzeitig als Führungsseile für den Bergekübel. Ebenfalls auf oder direkt unterhalb der ersten Etage befinden sich häufig radial ausfahrbare hydraulische Schieberiegel, mit denen die Arbeitsbühne an der Schachtauskleidung oder in Aussparungen im Schachtausbau verspannt bzw. abgesetzt und gegen Kippen und Schiefelage gesichert werden kann.¹⁸¹

Mit zunehmender Teufe und Schachtdurchmesser ist auf die begrenzte Tragkraft der Bühnenseile zu achten. Durch das zu berücksichtigende Eigengewicht der Bühnenseile muss eine Arbeitsbühne für den Einsatz in großen Teufen besonders leicht konstruiert werden. Als Alternative ermöglicht eine Arbeitsbühne mit Klettersystem den Verzicht auf die Abhängung mit Bühnenseilen. Ein solches Bühnen-Klettersystem besteht aus zwei Etagen, die sich jeweils über umfangseitig angeordnete Schubriegel in der Schachtwandung verkeilen können. Dieser Umstand setzt voraus, dass sich in der Schachtwandung an den entsprechenden Stellen Aussparungen befinden, die als Widerlager für die ausgefahrenen Halterungselemente dienen. Zwischen den Etagen befindet sich eine Hubvorrichtung, die eine vertikale Bewegung um mindestens eine Abschlagslänge ermöglicht. Durch die wechselweise Betätigung der Halterungselemente bildet zu jeder Zeit eine Etage das Widerlager, während des Verlegens der anderen Etage. Die schematische Darstellung Abbildung 41 verdeutlicht den schrittweise abwärtsgeführten Klettervorgang einer solchen Kletterbühne. Die eigentliche Arbeitsbühne befindet sich unterhalb der Kletterbühne, eingehängt und verfahrbar über schwere Kettenhubzüge. Während des Klettervorgangs liegt die Arbeitsbühne ebenfalls mit hydraulischen Schubriegeln auf dem Schachtausbau auf.¹⁸²

¹⁸¹ Deutsche Steinkohle AG (2005)

¹⁸² Runkler (2006)



- | | |
|-------------------------------|--------------------------------------|
| (1) Hubeinrichtung | (6) Aussparung in der Schachtwandung |
| (2) Klettermontagedeck | (7) Schachtwandausbau |
| (3) hydraulischer Schubriegel | (8) Arbeitstragdeck |
| (4) Tragseil | (9) Kletterbühne |
| (5) Klettertragdeck | (10) Arbeitsbühne |

Abbildung 41: Schrittweiser Klettervorgang einer Arbeitsbühne in Teufrichtung mit gesonderter Kletterbühne.¹⁸³

Der mittlere Teil einer Teufbühne, die sog. Ausbaubühne dient als Arbeitsbereich zum Einbringen der Schachtauskleidung, zeitgleich zu den Teufarbeiten auf der Schachtsohle. Mehrere Bühnenetagen werden benötigt, um das Ausbaumaterial anzunehmen und an den Schachtstoß zu bringen. In Abbildung 42 ist dies beispielhaft anhand einer Arbeitsbühne mit Beton-Umsetzschalung dargestellt. Der Beton gelangt in diesem Fall über eine Falleitung hinab zur Arbeitsbühne. Ein angeflanshtes Fallrohr leitet den Ausbaubeton weiter zu einer Verteilereinrichtung

¹⁸³ Eigene Darstellung nach Runkler (2006)

(Remixer) auf der zweiten Etage. Hier kann der Beton bei Bedarf ein weiteres Mal durchgemischt werden, um eine gleichbleibende Betonqualität zu gewährleisten. Je nach Schachttumfang kommen bis zu drei Betonschurren zum Einsatz, um den Baustoff hinter die Verschalung zu bringen. Weiterhin sind in diesem Bereich der Arbeitsbühne die Umsetzschalung und der Tragring umfangseitig angeordnet. Sie werden über Montagehubzüge verfahren, die unter der obersten Bühnenetage verlagert sind. Im unteren Bereich der Teufbühne, der Greiferbühne ist das Ladegerät angeordnet, in diesem Beispiel ein Mehrschalengreifer mit zentraler Drehvorrichtung. Bei Verwendung bühnenintegrierter Ladegeräte (z.B. Cryderman Shaft Mucker) ist Platz für die Verlagerung in der Arbeitsbühne erforderlich.

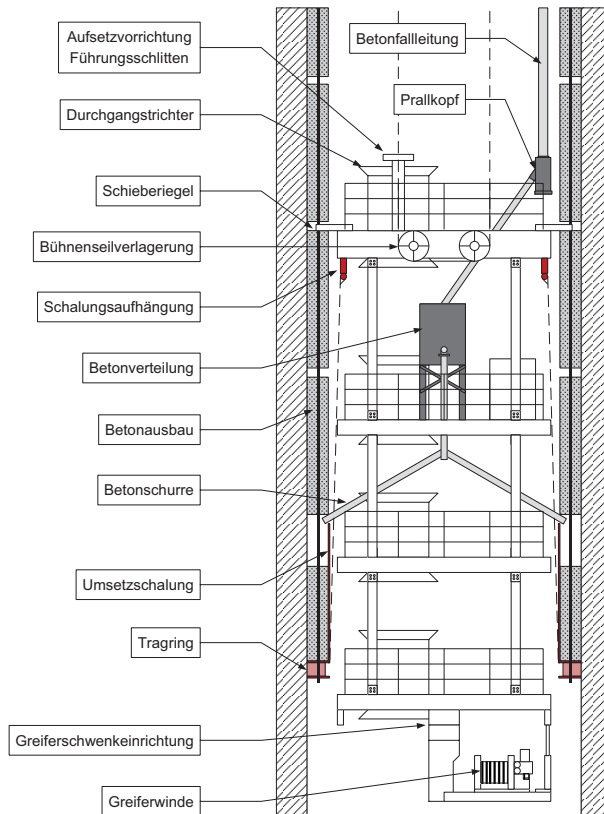


Abbildung 42: Beispielhafte Konstruktionsweise einer Arbeitsbühne mit Umsetzschalung.¹⁸⁴

3.8.3 Wasserhaltung

Wasserzufluss auf der Schachtsohle verhindert eine effektive Teufarbeit und führt dadurch zu einem Rückgang der Teufleistung. Regelmäßiger Wasserzutritt aus dem Gebirge sowie Brauchwasser können mit Hilfe von regelbaren Kolben- oder Kreiselpumpen aufgenommen und einer Steigleitung zugeführt werden. Im Optimalfall ist hierfür eine planmäßige Vertiefung in der Schachtsohle vorhanden, erstellt durch ein entsprechendes Sprengbild, in der sich das Wasser sammeln kann. Bei Förderhöhen bis 250 m eignen sich Mammutpumpen, um das Wasser in der Steigleitung durch Zufuhr von Druckluft aufwärts zu fördern. Aus größeren Teufen muss die Förderung in Steigleitungen durch zusätzliche Pumpenbühnen absatzweise

¹⁸⁴ Eigene Darstellung nach Deilmann Haniel Mining Systems GmbH (1999)

erfolgen. Montiert auf Podesten an der Schachtwand oder in entsprechenden Aussparungen, besteht eine Pumpenbühne aus einem Pumpensumpf und einer weiteren Mammutpumpe. Bei relativ geringem oder kurzfristigem Wasserzutritt es häufig ausreichend, das zulaufende Wasser auf der Schachtsohle mit Hilfe schlammunempfindlicher Membran-Tauchpumpen erst in den Bergekübel und damit nach über Tage zu fördern.¹⁸⁵

Die ausführliche Betrachtung der integralen Arbeitsschritte des konventionellen Schachtabteufens dient dem Zweck, dem Leser einen möglichst umfassenden Einblick in dieses Verfahren zugeben. Weiterhin werden die aufgeführten Informationen dazu verwendet, die im folgenden Kapitel 4 durchgeführte Systembetrachtung und Modellentwicklung auf ein inhaltlich belegtes Fundament zu stellen. Auf der Basis des vom Verfasser entwickelten Rechenmodells werden im Anschluss die Optimierungspotenziale des konventionellen Schachtabteufens aufgezeigt.

¹⁸⁵ Tatiya (2005, p. 365)

4 Entwicklung eines Leistungs- und Kostenmodells

Mit dem vom Verfasser entwickelten Rechenmodell lassen sich Teufleistung und Kosten für ein Schachtbauprojekt ermitteln. Das Rechenmodell kann ebenso für eine Analyse der Einflussgrößen auf Teufleistung und Kosten herangezogen werden. Außerdem kann das Modell genutzt werden, um verschiedene Teufsysteme, beispielsweise unterschiedliche Lade- oder Fördertechniken projektbezogen miteinander zu vergleichen. Im weiteren Verlauf der Arbeit wird das Rechenmodell für einen Vergleich verwendet, der konventionelle Lade- und Fördereinrichtungen und pneumatische Lade- und Förderkonzepte gegenüberstellt. Eingangs soll der Entwicklungsablauf des Leistungs- und Kostenmodells anhand der Vorgehensweise, dem Aufbau und der Funktionsweise erläutert werden.

4.1 Vorgehensweise und Datensammlung

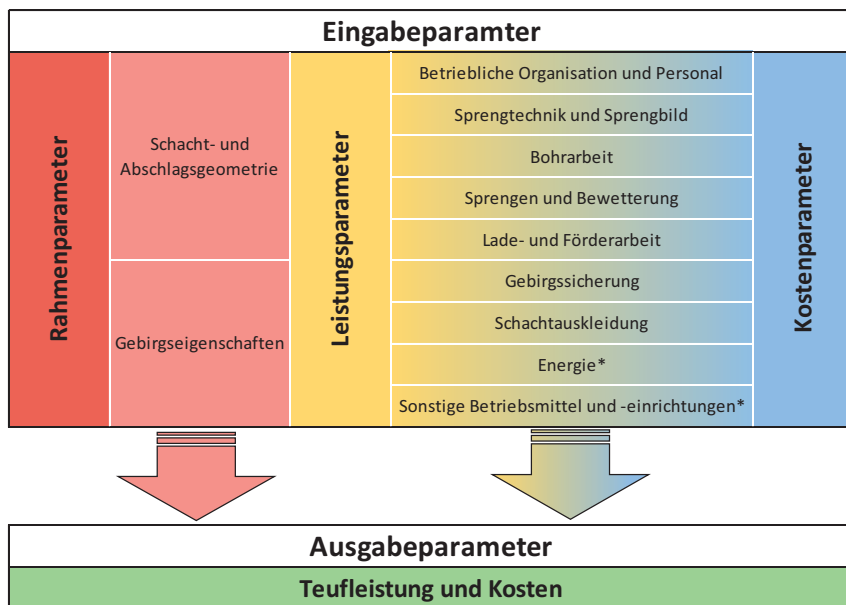
Eine umfangreiche Recherche zum Stand der Technik im konventionellen Schachtbauseifen ist die Basis für die Erstellung des Leistungs- und Kostenmodells. Hierbei wurden die nachfolgend aufgeführten Informationsquellen herangezogen:

Durch eine Literaturrecherche konnte eine Vielzahl an allgemeinen Informationen zur konventionellen Teuftechnik erfasst werden. Hauptquellen sind Fach- und Lehrbücher zum Thema Bergbaukunde, Schachtbautechnik und Gebirgsmechanik sowie Beiträge in Tagungsbänden oder Fachzeitschriften. Im Rahmen einer durchgeführten Desktoprecherche dienten die Onlineauftritte verschiedener Schachtbauunternehmen und Betriebsmittelhersteller aus dem Bereich Schachtbau als wichtige Quelle. Internet-Datenbanken mit Themenschwerpunkt Bergbau, wie beispielsweise SME One Mine oder Infomine konnten als nützliche Informationsquelle für bereits abgeschlossene Teufprojekte herangezogen werden. Aufbauend auf die Recherche lieferten insbesondere Fachgespräche mit Schachtbauexperten sowie die Befahrung zweier Schachtbauprojekte in Russland detaillierte Kenntnisse zu den komplexen Arbeitsabläufen beim konventionellen Schachtbauseifen.

4.2 Aufbau und Funktionsweise des Rechenmodells

In Abhängigkeit zur Geologie der durchteuften Gebirgsschichten lässt sich eine Schachtsäule vorab in verschiedene Teufabschnitte unterteilen. Auf dieser

Grundlage basiert der Aufbau des Leistungs- und Kostenmodells. Für jeden Teufabschnitt erfolgt eine separate Leistungs- und Kostenrechnung, im Ergebnis mit spezifischen Leistungs- (m/d) und Kostenangaben (€/m). Aus diesen Werten lassen sich Teufzeit und -kosten zunächst für den jeweiligen Teufabschnitt ermitteln, die abschließend zusammengefasst für das gesamte Schachtabteufprojekt berechnet werden können. Die Eingabemaske ist in Rahmen-, Leistungs- und Kostenparameter gegliedert. Auf Grundlage der Rahmenbedingungen wird die Leistungs- und Kostenrechnung für die einzelnen Arbeitsschritte des konventionellen Teufverfahrens durchgeführt. In Abbildung 43 ist der grundlegende Aufbau der Modellrechnung dargestellt. Die Rahmenbedingungen lassen sich demnach in Schacht- und Abschlagsgeometrie sowie Gebirgseigenschaften untergliedern. Leistungs- und Kostenparameter berücksichtigen Einflussgrößen der zyklischen Arbeitsschritte des konventionellen Schachtabteufens und weitere Parameter wie Betriebsorganisation, Personal und Energie.



* nur Kosten beeinflussend

Abbildung 43: Grundlegender Aufbau des Leistungs- und Kostenmodells.

4.2.1 Allgemeine Rahmenparameter

Für die Modellrechnung sind die Angaben zu den Rahmenparametern in folgende Kategorien gegliedert:

1. Schacht- und Abschlagsgeometrie
2. Gebirgseigenschaften

4.2.1.1 Schacht- und Abschlagsgeometrie

In der Eingabemaske sind geometrische Angaben zum Teufabschnitt und zu den geplanten Abschlägen aufgeführt. Der Teufabschnitt ist durch die Start- und Endteufe sowie durch den Ausbruchsdurchmesser gekennzeichnet. Es ist zu beachten, dass der Ausbruchsdurchmesser, anders als der lichte Schachtdurchmesser, bereits Mehrausbruch für den einzubringen Ausbau und unplanmäßigen Mehrausbruch beinhaltet. Die Abschlagsgeometrie wird durch die Abschlagslänge und die gewählte Abschlagsvariante, entweder voll oder stufenweise, bestimmt. Aus dem Ausbruchsdurchmesser und der Abschlagsvariante lässt sich die Ausbruchfläche ermitteln.

Schacht- und Abschlagsgeometrie			
Beginn Teufabschnitt	-	m	◀ ▶
Ende Teufabschnitt	500,00	m	◀ ▶
Ausbruchdurchmesser	10,00	m	◀ ▶
Abschlagslänge	1,50	m	◀ ▶
Abschlagsvariante	volle Abschläge		
Ausbruchfläche	78,54		m ²

Abbildung 44: Eingabemaske Rahmenparameter: Schacht- und Abschlagsgeometrie.

4.2.1.2 Gebirgseigenschaften

Die Angabe der Gebirgseigenschaften ist notwendig, um eine Abschätzung der erforderlichen Sicherungs- und Ausbaustärke zu ermöglichen. Zur Einordnung des Gebirgsverhalten oder zur Vorhersage der Ausbaubelastung beziehungsweise zur Empfehlung der Ausbruchssicherung werden in der Literatur verschiedene Klassifikationssysteme, Indexwerte und empirische Methoden aufgeführt. Diese erfassen und bewerten das komplexe Gebirge mittels Gewichtung verschiedener Gebirgsparameter durch einen einzigen Wert. Grundsätzlich muss vorab festgehalten werden, dass mit diesen Klassifikationssystemen lediglich eine annähernde

Beurteilung der Gebirgseigenschaften möglich ist und nur eine vereinfachte Darstellung der geologischen Situation gegeben wird.¹⁸⁶

Bereits im Jahr 1976 stellte Bieniawski das Rock Mass Rating (RMR) - System vor, das in den folgenden Jahren mehrfach abgeändert und weiterentwickelt wurde. Die Gebirgsklassifizierung erfolgt durch die Berechnung des RMR-Kennwerts, der sich insgesamt aus sechs Parametern zusammensetzt. Die Parameter umfassen einaxiale Druckfestigkeit, Gefügebeschreibung (Durchtrennung des Gebirges nach RQD-Wert), Trennflächenabstand, Trennflächenzustand, Trennflächenorientierung und Gebirgswasser. Im Anhang II sind deren Einteilung und Gewichtung detailliert dargestellt. Im Ergebnis zusammengefasst liegt der RMR-Kennwert in einem Wertebereich zwischen 0 und 100. Nachfolgende Tabelle stellt die RMR-Gebirgsklasseneinteilung vor.¹⁸⁷

Tabelle 6: Einteilung der Gebirgsklassen mittels RMR-System.

RMR - Wertebereich		Gebirgsklassifizierung	
81	- 100	I	sehr guter Fels
61	- 80	II	guter Fels
41	- 60	II	mäßig guter Fels
21	- 40	IV	schlechter Fels
0	- 20	V	sehr schlechter Fels

Weiterhin wird mit Hilfe der Gebirgseigenschaften und in Abhängigkeit von der Sprengtechnik die Korngrößenverteilung des Haufwerks ermittelt. Die Berechnung der Korngrößenverteilung basiert dabei auf dem Kuz-Ram-Vorhersagemodell (siehe Anhang I). Mit Hilfe des Auflockerungsfaktors lässt sich das lockere Haufwerksvolumen berechnen.

¹⁸⁶ Pimentel and Anagnostou (2009)

¹⁸⁷ Brady and Brown (2005, pp. 77–81)

Gebirgseigenschaften			
Gesteinsdichte	2.500,00	kg/m ³	
Elastizitätsmodul	100,00	GPa	
Druckfestigkeit	153,00	MPa	
Gefügebeschreibung (nach RQD)	massiv		
Trennflächenabstand	-	m	
Trennflächenneigung	-	°	
Trennflächenzustand	1		
Wasserzufluss	150,00	l/min	
Auflockerungsfaktor	1,59		

Abbildung 45: Eingabemaske Rahmenbedingungen: Gebirgseigenschaften.

4.2.2 Leistungsparameter zur Berechnung der Zykluszeit

Die Leistungsparameter der Modellrechnung lassen sich anhand der zyklischen Arbeitsschritte im konventionellen Schachtabteufen einteilen. Zusätzlich werden die Einflussgrößen betreffend Betriebs- und Personalorganisation sowie die Einflussgrößen bezüglich Sprengtechnik und Sprengbild berücksichtigt:

1. Betriebliche Organisation und Personal
2. Sprengtechnik und Sprengbild
3. Bohren
4. Sprengen und Bewettern
5. Laden und Fördern der Berge
6. Gebirgssicherung und
7. Schachtauskleidung.

Basierend auf den Rahmenparametern lässt sich der benötigte Zeitaufwand pro Abschlag für die aufgeführten Arbeitsschritte berechnen. Im weiteren Verlauf kann dann mit den Zwischenergebnissen abschließend die Zykluszeit für einen Abschlag und daraus abgeleitet, die Teufleistung (m/d) ermittelt werden.

4.2.2.1 Betriebliche Organisation und Personal

Die Belegung im bzw. direkt am Schacht setzt sich in der Regel aus einer Aufsicht, mehreren Schachthauern, einem Fördermaschinisten, Anschlägern sowie Elektrikern und Schlossern zusammen. Über das Schichtsystem und die Anzahl der Arbeitsstunden pro Schicht lassen sich die Arbeitsstunden pro Tag ermitteln.

Belegung im Schacht		
Aufsicht	1	
Schachthauer	6	
Anschläger	1	
Fördermaschinist	1	
Schlosser	2	
Elektriker	2	
Schichtsystem		
Schichtanzahl	3	
Arbeitsstunden pro Schicht	8	

Abbildung 46: Eingabemaske Rahmenparameter: Belegung im Schacht und Schichtsystem.

4.2.2.2 Sprengtechnik und Sprengbild

In einem ersten Schritt erfolgt die Auswahl der Sprengtechnik und darauf aufbauend die Erstellung des Sprengbildes. Hierfür wird der spezifische Sprengstoffverbrauch (kg/m^3) in Abhängigkeit zur Ausbruchfläche automatisch berechnet (siehe auch Kapitel 3.4.5). Anhand des spezifischen Sprengstoffverbrauchs und der Sprengstoffauswahl lässt sich mit einem Korrekturfaktor die Sprengstoffmenge pro Abschlag ermitteln. Der Korrekturfaktor berücksichtigt die Sprengbarkeit des Gesteins. Der Korrekturfaktor liegt bei 1,0, wenn das Gestein eine gute Sprengbarkeit aufweist und eine relativ geringe Menge Sprengstoff pro Kubikmeter Gestein verbraucht wird. Sehr schlechte Sprengbarkeit, beispielsweise bei sehr zähem Gestein mit hoher Dichte und geringer tektonischer Vorspannung ist gleichbedeutend mit einem Korrekturfaktor von 2,0, wodurch der spezifische Sprengstoffverbrauch steigt. Durch die Angabe von Bohrlochdurchmesser, Bohrlochlänge und Füllungsgrad wird die Sprengstoffmenge pro Abschlag auf eine entsprechende Anzahl an Bohrlöchern verteilt. Über die Anzahl der Bohrlochringe kann vereinfacht die Anordnung (Vorgabe und Bohrlochseitenabstand) der Bohrlöcher beeinflusst werden. Weitere Angaben zur Bohrlochanordnung, versetzt oder in einer Flucht, sowie Angaben zur Bohrlochabweichung sind bei der Berechnung der Korngrößenverteilung des Haufwerks nach Kuz-Ram zu beachten.

Sprengtechnik / Sprengbild		
Empfehlung spez. Sprengstoffverbrauch	1,06	kg/m ³
Korrekturfaktor Sprengstoffverbrauch	1,12	
Sprengstoff	Gelatinöser Sprengstoff	
Darreichungsform	patroniert	
Sprengstoffmenge pro Abschlag	139,38	kg
Bohrlochdurchmesser	48,00	mm
Überbohrung	-	m
Besatz	0,30	m
Füllungsgrad BL	61,00	%
Lademenge pro BL	1,25	kg
Ladesäule	0,73	m
Anzahl BL	112,00	Stück
Anzahl BL-Ringe	5,00	Stück
BL-Seitenabstand	0,89	m
Vorgabe	0,93	m
Bohrlochanordnung	versetzt	
Bohrlochabweichung	0,05	m

Abbildung 47: Eingabemaske Rahmenparameter: Sprengtechnik und Sprengbild.

4.2.2.3 Bohren

Die Bohrarbeit setzt sich aus den Arbeitsvorgängen Sprengbild anreißen t_{SPB} , Bohrgerät einfördern und aufrüsten $t_{BG,auf}$, Bohren $t_{B,netto}$ und Bohrgerät abrüsten und ausfördern $t_{BG,ab}$ zusammen (siehe Formel 13). Es kann zwischen handgeführten Bohrgeräten oder einem Schachtbohrgerät gewählt werden. Die Anzahl der Handbohrgeräte bzw. der Bohrlafetten kann manuell eingestellt werden. In der Regel ist ein Schachtbohrgerät je nach Schachtdurchmesser mit drei bis acht Lafetten ausgestattet. Bei gleichem Durchmesser werden im Verhältnis mehr Handbohrgeräte eingesetzt. Das Herstellen der Sprengbohrlöcher mit handgeführten Bohrgeräten ist deshalb sehr personalintensiv und ist bei der Belegung auf der Schachtsohle zu berücksichtigen. Die reine Bohrzeit pro Abschlag $t_{B,netto}$ wird durch die Bohrgeschwindigkeit v_B , das Sprengbild (Anzahl und Länge der Bohrlöcher), die Anzahl der eingesetzten Bohrgeräte bzw. Lafetten n_{BG} und die Umsetzzeit der Bohrgeräte/Lafetten t_{Um} beeinflusst. Auslastung und Verfügbarkeit der Bohrgeräte sind ebenfalls zu berücksichtigen.

Formel 13: Berechnung der Bohrzeit pro Abschlag.

$$t_B = t_{SPB} * n_{BL} + t_{BG,auf} + t_{B,netto} + t_{BG,ab}$$

Formel 14: Berechnung der netto-Bohrzeit pro Abschlag.

$$t_{B,netto} = \left(\frac{n_{BL} * l_{BL}}{v_B * n_{BG}} + t_{Um} * \frac{n_{BL}}{n_{BG}} \right) * \frac{1}{A * V}$$

Bohren			
Sprengbild anreißen (pro BL)	0,10	min	
Bohrgerät	Schachtbohrgerät		
Anzahl Bohrlafetten	6,00	Stück	
Netto-Bohrgeschwindigkeit	0,60	m/min	
Umsetzzeit Bohrlafetten	3,00	min	
Auf-/Abrüstzeit	60,00	min	
Auslastung	0,87		
Verfügbarkeit	0,87		
Sonstige Arbeiten	-	min	

Abbildung 48: Eingabemaske Leistungsparameter: Bohren.

4.2.2.4 Sprengen und Bewettern

Im Anschluss an die Bohrarbeit werden die erstellten Bohrlöcher mit Sprengstoff, Zündtechnik und Besatz versehen. Vorab reinigt die Sohlenmannschaft die Sprengbohrlöcher mit Druckluft und bringt anschließend im Bohrlochtiefsten den Zünder und bei Bedarf eine Verstärkerladung ein ($t_{BL,r}$ und $t_{BL,l}$). Das Einbringen patronierter Sprengstoffe erfolgt manuell, riesel- oder pumpfähiger Sprengstoffe häufig mit maschineller Unterstützung. Nach Fertigstellung der Sprenganlage wird eine Zündkreisüberprüfung (t_{ZKP}) durchgeführt. Ist die Anlage ordnungsgemäß, kann die Zündung erfolgen, nachdem die Arbeitsbühne einen ausreichenden Sicherheitsabstand eingenommen hat ($t_{AB,h}$). Nach der Sprengung werden die Schwaden durch die Schachtbewetterung abgeführt, der Zeitaufwand t_{Bew} kann mit Formel 12 ermittelt werden. Vor Beginn der Ladearbeit muss das Sprengergebnis kontrolliert werden (t_{SPK}). Hierbei ist die Identifikation möglicher Sprengversager besonders wichtig. Außerdem sollte hochgeschleudertes Haufwerk von Arbeitsbühne und Ausbau entfernt werden, um Arbeitsunfälle durch nachfallende Haufwerksbrocken zu verhindern. Bei positivem Ergebnis der Sprengkontrolle kann die Arbeitsbühne für die anstehende Lade- und Förderarbeit abgesenkt werden ($t_{AB,s}$). Der Zeitaufwand für die Arbeitsvorgänge Laden und Besetzen der Sprengbohrlöcher sowie Sprengen und Bewettern ist in Formel 15 zusammengefasst.

Formel 15: Berechnung des Zeitaufwands für Laden, Besetzen, Sprengen und Bewettern.

$$t_{LSB} = n_{BL} * (t_{BL,r} + t_{BL,l}) + t_{ZKP} + t_{AB,h} + t_{Bew} + t_{SPK} + t_{AB,s}$$

Laden, Sprengen und Bewettern			
Sprengbohrloch reinigen	1,00	min	
Laden und Besetzen pro Bohrloch	1,00	min	
Züngleisprüfung und Abtun	15,00	min	
Kontrolle der Sprengung	60,00	min	
Sonstige Arbeiten	-	min	

Abbildung 49: Eingabemaske Leistungsparameter: Laden, Besetzen, Sprengen und Bewettern.

4.2.2.5 Laden und Fördern der Berge

Das Aufrüsten der Schachtsohle setzt sich in der Modellrechnung aus den Arbeitsschritten Knäpperzerkleinerung, Sohle planieren und Ladegerät bereitstellen zusammen. Für den Fall, dass Knäpper im Haufwerk vorliegen, stehen für die Zerkleinerungsarbeit drei Verfahren zur Auswahl: handgeführter Hydraulikhammer, Hydraulikhammer mit Auslegerarm und Sprengen. Die Produktivität (m^3/h) gerätegeführter Hydraulikhammer liegt hierbei deutlich über der Zerkleinerungsleistung handgeführter Hydraulikhammer. Es können jedoch nur der Kompaktbagger bzw. der Schachtbagger mit einem entsprechend leistungsstarken Hydraulikhammer ausgerüstet werden. Das Sprengen eines Knäppers dauert rund 3 min, zuzüglich einer Bewetterungszeit von etwa 20 min. Der Knäpperanteil im Haufwerk lässt sich mit Hilfe der prognostizierten Korngrößenverteilung sowie in Abhängigkeit des Ladegerät und der Greifergröße ermitteln. Für effizientes und sicheres Arbeiten auf der Schachtsohle ist eine ebene Arbeitsoberfläche nötig, die bei Bedarf Planierarbeiten erfordert. Im Modell kann eine mittlere Planiergeschwindigkeit (m^2/min) angegeben werden, auf deren Basis und in Abhängigkeit des Ladegeräts und der vorliegenden Sohlenbeschaffenheit der Zeitaufwand dieses Arbeitsschritts ermittelt wird. Weiterhin ist bei der Auswahl der Ladegeräte die Art der Bereitstellung zu berücksichtigen, um den hierfür nötigen Zeitaufwand zu berechnen. Lademaschinen werden in der Regel von über Tage zur Schachtsohle gefördert. Die Bereitstellungsdauer ist demnach von der Teufe, der Fördergeschwindigkeit sowie von Nebenzeiten für das An- und Abschlagen abhängig. Bühnenverlagerte Ladegeräte werden durch das Absenken der Arbeitsbühne in Position gebracht. In diesem Fall sind die Senkgeschwindigkeit sowie der Zeitaufwand für das Ausrichten und Verspannen der Arbeitsbühne zu berücksichtigen. Seilgeführte Ladegeräte werden mit einer Seilwinde bereitgestellt. Die Seilgeschwindigkeit liegt bei etwa 1 m/s.

Die mechanische Ladearbeit im Schacht lässt sich theoretisch in drei leistungsbezogene Abschnitte einteilen: Laden bei Volleingriff, Laden mit reduzierter Leistung und Sauberladen. Zu Beginn der Ladearbeit liegt eine ausreichende Haufwerksmenge vor, die dem Grabwerkzeug vollen Eingriff in das Haufwerk ermöglicht. In diesem ersten Ladeabschnitt ist die Leistung entsprechend hoch zu. Trifft das Grabwerkzeug beim Grabvorgang auf festes Gestein, ist eine optimale Füllung nicht mehr möglich, die Ladeleistung sinkt. Je weniger Haufwerk auf der Schachtsohle liegt, desto mehr verringert sich die Ladeleistung, da sich der Füllungsgrad des Grabwerkzeuges ebenfalls verringert. Das Einsetzen der Ladearbeit mit reduzierter Leistung hängt von der Eindringtiefe des Grabwerkzeuges ab. Der Zeitpunkt, ab dem das manuelle Zusammentragen der Berge durch Schachthauer eine höhere Ladeleistung erzielt als das mechanische Ladeverfahren, kennzeichnet den Beginn des letzten Teilabschnittes der Ladearbeit, das Sauberladen und Bohrfestmachen der Schachtsohle. In Abhängigkeit von der Abschlagsgeometrie und dem Grabvorgang bzw. dem Grabwerkzeug liegen unterschiedliche Haufwerksanteile vor, die das Ladegerät mit entsprechender Leistung lädt.

Laden "Sohle aufrüsten"			
Knäpperzerkleinerung	Hydraulikhammer (handgeführt)		
mittlere Planiergeschwindigkeit	1,50	m³/min	
Sonstige Arbeiten	-	min	

Abbildung 50: Eingabemaske Leistungsparameter: Sohle aufrüsten.

Mit den Konstruktionsmaßen des Grabwerkzeugs sowie Kenntnissen zur Grabbewegung lässt sich bei vollem Eingriff die Eindringtiefe in das Haufwerk abschätzen und damit das zu ladende Haufwerksvolumen. Die entsprechende Ladeleistung bei Volleingriff $P_{La,v}$ (m³/min, siehe Formel 16) dient zur Ermittlung der Ladezeit pro Kübel bei Volleingriff $t_{La,v}$.

Formel 16: Berechnung der Ladeleistung bei Volleingriff.

$$P_{La,v} = \frac{V_{Gr}}{t_{LaSp}} * f_F * f_D * A * V$$

Formel 17: Berechnung der Ladezeit pro Kübel bei Volleingriff.

$$t_{La,v} = \frac{V_K}{P_{La,v}}$$

Basierend auf der vereinfachten Annahme, dass sich die reduzierte Ladeleistung $P_{La,r}$ gleichmäßig und stetig verringert, kann für die Berechnung der Mittelwert der Ladeleistung bei Volleingriff und beim Sauberladen gebildet werden.

Formel 18.: Berechnung der reduzierten Ladeleistung

$$P_{La,r} = \frac{P_{La,v} + P_{La,s}}{2}$$

Laden "Volleingriff"			
Ladeverfahren	Mehrschalengreifer	☒	m ³
Schaufelvolumen		0,80	
Anzahl der Ladevorrichtungen		1,00	
Auslastung		1,00	
Verfügbarkeit		1,00	

Abbildung 51: Eingabemaske Leistungsparameter: Laden bei Volleingriff.

Die Leistung eines einzelnen Schachthauers liegt beim manuellen Sauberladen bei rund 1,6 m³ pro Mannstunde.¹⁸⁸ Abhängig von der Anzahl der arbeitenden Hauer auf der Schachtsohle berechnet sich die Ladeleistung beim Sauberladen und Bohrfestmachen $P_{La,s}$ nach Formel 19. Die Ladezeiten pro Kübel in den letzten beiden Ladeabschnitten berechnen sich analog zu Formel 17.

Formel 19: Berechnung der Ladeleistung beim Sauberladen und Bohrfestmachen.

$$P_{La,s} = n_{SH} * P_{La,SH}$$

Laden "Sauberladen"		
Ladeverfahren	von Hand	

Abbildung 52: Eingabemaske Leistungsparameter: Sauberladen und Bohrfestmachen.

In der Modellrechnung wird eine Doppeltrommelfördermaschine berücksichtigt. Die Förderleistung hängt maßgeblich vom Kübelvolumen V_K und der Dauer des Förderspiels t_{FS} ab.

$$P_{F\ddot{o}} = \frac{V_K}{t_{FS}} * A * V$$

Die theoretisch minimale Dauer der Förderspielzeit setzt sich aus der Förderzeit t_F und der Kippzeit t_{Kipp} zusammen, da in der Regel das Entleeren des Kübels länger dauert, als das An- und Abschlagen des Kübels auf der Schachtsohle. Vereinfacht

¹⁸⁸ Mohr (1964, p. 195)

dargestellt besteht die Förderzeit eines Kübels aus dem Zeitaufwand für Schleichfahrt t_{SF} , Beschleunigung t_{Be} , Gleichlaufgeschwindigkeit t_{GG} , Verzögerung t_{Ver} und wiederum Schleichfahrt. Mit zunehmender Teufe verlängert sich die Förderzeit, da die Strecke mit Gleichfahrtgeschwindigkeit länger wird. Der Schleichfahrtbereich befindet sich zwischen Schachtsohle und oberster Etage der Arbeitsbühne sowie zwischen Schachtöffnung und Kippstelle am Fördergerüst. Zur Bestimmung der Schleichfahrtstrecke ist die Höhe der Arbeitsbühne und Abstand der Arbeitsbühne zur Schachtsohle bzw. Höhe des Fördergerüsts relevant.

Formel 20: Berechnung der Förderzeit.

$$t_F = t_{SF} + t_{Be} + t_{GG} + t_{Ver} + t_{SF}$$

Die Beladezeit des Kübels auf der Sohle wird für die Berechnung der theoretischen Förderspielzeit zunächst außer Acht gelassen, sodass bei einer Doppeltrommelfördermaschine die minimale Förderspielzeit für den 2- und 3-Kübelbetrieb gleich berechnet werden kann.

Formel 21: Berechnung der theoretischen Förderspielzeit.

$$t_{FS,t} = 2 * t_Z + 2 * t_{Kipp}$$

Mit Berücksichtigung der Ladezeit errechnet sich die Förderspielzeit für den 2- und 3-Kübelbetrieb folgendermaßen:

Formel 22: Berechnung des Förderspiels mit Berücksichtigung der Ladezeit.

$$t_{FS} = 2 * t_Z + 2 * t_{Kipp} + 2 * \Delta t_{La}$$

Im 2-Kübelbetrieb berechnet sich der zusätzliche Einfluss der Ladezeit des Kübels auf die Förderspielzeit $\Delta t_{La,2}$ aus der reinen Beladezeit des Kübels, zuzüglich der An- und Abschlagdauer in Differenz zur Kippzeit. Es ist zu berücksichtigen, dass dieser Wert nicht negativ werden kann. Dauert der Entleerungsvorgang über Tage länger als das Abschlagen, Beladen und Anschlagen des Kübels unter Tage gleicht die Förderspielzeit im 2-Kübelbetrieb der theoretisch minimalen Förderspielzeit.

Formel 23: Einfluss der Ladezeit auf die Förderspielzeit im 2-Kübelbetrieb.

$$\Delta t_{La,2} = (t_{La} + t_{An/Ab}) - t_{Kipp} \geq 0$$

Kommen zur Bergförderung drei Kübel zum Einsatz, errechnet sich der zusätzliche Zeitaufwand der Kübelbeladung $\Delta t_{La,3}$ aus der Differenz von Ladezeit samt An- und

Abschlagszeit des Kübels und Kippzeit zuzüglich der Förderzeit eines Kübels. Auch dieser Zeitwert kann nicht ins Negative reichen.

Formel 24: Einfluss der Ladezeit auf die Förderspielzeit im 3-Kübelbetrieb.

$$\Delta t_{La,3} = (t_{La} + t_{An/Ab}) - (t_{Kipp} + t_z) \geq 0$$

In geringen Teufen hat die zunehmende Förderzeit noch keinen Einfluss auf die Förderspielzeit, da die Kübelbeladung im Regelfall länger dauert. Bei gleichbleibender Ladezeit pro Kübel sinkt der Wert für $\Delta t_{La,3}$ mit zunehmender Teufe kontinuierlich, da die Förderzeit entsprechend steigt. Liegt der Wert für $\Delta t_{La,3}$ bei 0, steigt die Förderspielzeit mit zunehmender Teufe beständig an, sodass die Förderleistung fortan sinkt. Dieser Punkt wird als kritische Förderteufe bezeichnet.

Fördern		
Kübelbetrieb	3,00	Kübel
Kübelvolumen	5,00	m ³
Geschwindigkeit Schleichfahrt	0,50	m/s
Fördergeschwindigkeit	10,00	m/s
Beschleunigung	1,00	m/s ²
Verzögerung	1,00	m/s ²
Ab-/Anschlagen	60,00	s
Kippen	120,00	s
Auslastung Fördermaschine	0,87	
Verfügbarkeit Fördermaschine	0,87	
Höhe Fördergerüst	50,00	m

Abbildung 53: Eingabemaske Leistungsparameter: Fördern.

4.2.2.6 Gebirgssicherung

Im Rechenmodell werden die Sicherungsverfahren Ankern, Verzug und Spritzbeton berücksichtigt. Der Zeitaufwand zum Einbringen der Ankerung t_A ist neben der genutzten Setzvorrichtung (handgeführter Bohrhammer oder Ankerlafette) und der Anzahl der Ankergeräte n_{AG} , von der Ankerlänge und der Ankeranzahl pro Abschlag abhängig. Bei Haftankern muss zusätzlich eine Klebstoffpatrone im Ankerbohrloch platziert werden. Das mechanisierte Setzen der Anker mit Hilfe einer Ankerlafette ist in der Regel durch die höhere Bohrgeschwindigkeit deutlich schneller im Vergleich zur Arbeit mit einem Handbohrgerät. Die Anzahl der einzubringenden Anker pro Abschlag n_A errechnet sich aus der Abschlagsgeometrie und der Ankerdichte ρ_A nach Formel 25.

Formel 25: Berechnung der Ankerzahl pro Abschlag.

$$n_A = \pi * d_{Aus} * l_{Abs} * \rho_A$$

Formel 26: Berechnung der Ankerzeit pro Abschlag.

$$t_A = \frac{n_A * t_{AS}}{n_{AG}}$$

Der zeitliche Aufwand für das Anbringen von Verzug lässt sich in der Modellrechnung durch eine entsprechende Geschwindigkeitsangabe v_V (m²/min) ermitteln. Allgemein wird der Verzug manuell an den Schachtstoß gebracht. Bei Verwendung eines Kompaktbaggers besteht die Möglichkeit den Verzug mit einem geeigneten Manipulator zu positionieren.

Formel 27: Zeitlicher Aufwand für das Anbringen von Verzug.

$$t_V = \frac{\pi * d_{Aus} * l_{Abs}}{v_V}$$

Der benötigte Zeitaufwand zum Aufbringen von Spritzbeton ist vornehmlich durch die Spritzbetonmenge pro Abschlag V_{SB} und die Betoniergeschwindigkeit v_{SB} gekennzeichnet. Die benötigte Spritzbetonmenge lässt sich durch die Abschlagsgeometrie und die vorgegebene Wandstärke ermitteln. Je nach Spritzbetonverfahren (trocken oder nass) ist mit einem Rückprall R zwischen 10-20% zu rechnen.

Formel 28: Berechnung der Spritzbetonmenge pro Abschlag.

$$V_{SB} = \pi * \left[\frac{d_{Aus}^2 - (d_{Aus} - 2 * x_{SB})^2}{4} \right] * l_{Abs} * R$$

Formel 29: Betonierdauer Spritzbeton.

$$t_{SB} = \frac{V_{SB}}{v_{SB}}$$

Häufig werden die aufgeführten Verfahren in einem Sicherungskonzept kombiniert. Der gesamte Zeitaufwand für die Gebirgssicherung ist in Formel 30 zusammengefasst.

Formel 30: Zeitaufwand Gebirgssicherung.

$$t_{GS} = t_A + t_V + t_{SB}$$

Ankern ☒			
Ankersetzvorrichtung	Handbohrgerät		
Anzahl Bohrgeräte	4,00	Geräte	◀ ▶
Ankerdichte	1,00	Anker/m ²	◀ ▶
Ankerlänge	2,50	m	◀ ▶
Verzug ☒			
Einbringgeschwindigkeit	1,50	m ² /min	◀ ▶
Spritzbeton ☒			
Ausbaustärke	100,00	mm	◀ ▶
Faserzuschlag	-	kg/m ³	◀ ▶
Betoniergeschwindigkeit	2,00	m ³ /h	◀ ▶
Rückprall	15,00	%	◀ ▶
Sonstige Arbeiten	-	min	◀ ▶

Abbildung 54: Eingabemaske Leistungsparameter: Gebirgssicherung.

4.2.2.7 Schachtauskleidung

Sofern endgültiger Schachtausbau eingebracht werden muss, stehen im Rechenmodell zwei gängige Ausbaurverfahren zur Auswahl: Betonausbau mit Umsetzschalung und Tübbingausbau mit Betonhinterfüllung. Das Einbringen von Betonausbau mit Umsetzschalung von oben nach unten besteht vereinfacht dargestellt aus drei Verfahrensschritten: Tragrings und Schalung umsetzen, Bewehrung einbringen und Betonieren. Der Tragrings dichtet die Betonschalung nach unten zur Schachtsohle und zum Schachtstoß ab. Schalung und Tragrings werden nach ausreichender Aushärtezeit der frisch betonierten Betonschale abwärts umgesetzt. Die Schalungshöhe h_{BS} orientiert sich häufig an der Abschlagslänge. Zwischen den einzelnen Betonsätzen bleibt ein Freiraum erhalten. Das Betonvolumen pro Schalungsabschnitt V_{BA} , die Betoniergeschwindigkeit v_{BA} (m³/min) sowie die Umsetzdauer von Betonschalung und Tragrings $t_{S/T}$ bestimmen maßgeblich die Ausbauezeit. Die Betonierzeit pro Schalung beinhaltet das Einbringen von Bewehrung. Zur Ermittlung des Betonvolumens pro Schalungsabschnitt sind die

Wandstärken der zuvor aufgetragenen Spritzbetonschicht x_{SB} und der Betonschale x_{BA} zu berücksichtigen.

Formel 31: Berechnung des Betonvolumens pro Schalungsabschnitt.

$$V_{BA} = \left[\pi * \left[\frac{(d_{Aus} - 2 * x_{SB})^2 - (d_{Aus} - 2 * (x_{SB} + x_{BA}))^2}{4} \right] \right] * h_{BS}$$

Formel 32: Berechnung der Betonierzeit pro Schalungsabschnitt.

$$t_{BA} = \frac{V_{BA}}{v_{BA}} + t_{S/T}$$

Der Tübbingausbau besteht aus einer inneren gusseisernen Tübbingsäule und einer äußeren Betonsäule. Vergleichbar mit dem Betonausbau, wird der absatzweise eingebrachte Tübbingausbau mit Hilfe eines Tragrings montiert. Ein Tübbingsatz besteht dabei aus drei Tübbingringen. Das Einbringen der jeweiligen Tübbingsegmente ist zeitaufwändig, da jedes einzelne Segment separat transportiert und montiert werden muss. Der Freiraum zwischen Tübbingsatz und Schachtwand wird anschließend mit Beton verfüllt. Die Betonierzeit pro Tübbingsatz hängt von der benötigten Betonmenge und der Hinterfüllgeschwindigkeit (m^3/min) ab. Die hinterfüllte Betonmenge V_{HB} berechnet sich im Grunde analog zum Betonvolumen pro Umsetzschalung.

Formel 33: Einbringzeit pro Tübbingsatz mit Hinterfüllzeit.

$$t_T = t_{TS} * n_{TR} * n_{TS} + \frac{V_{HB}}{v_{HB}}$$

Formel 34: Hinterfülltes Betonvolumen pro Tübbingsatz.

$$V_{HB} = \left[\pi * \left[\frac{(d_{Aus} - 2 * x_{SB})^2 - (d_{Aus} - 2 * (x_{SB} + x_{HB}))^2}{4} \right] \right] * h_T * n_{TR}$$

Neben dem eigentlichen Schachtausbau zählen mitgeführte Leitungen zur Schachtauskleidung. Der Installationsaufwand wird in der Modellrechnung manuell berücksichtigt, indem für jede vorläufige Schachteinrichtung eine spezifische Einbauzeit pro Meter anzugeben ist.

Betonausbau (Umsetzschalung) ☒		
Ausbaustärke Beton	0,40	m
Bewehrungstärke (Gewi-Stangen)	130,00	kg/m ³
Faserzuschlag	25,00	kg/m ³
Betoniergeschwindigkeit	0,20	m ³ /min
Schalungshöhe	4,30	m
Schalungszwischenraum	0,20	m
Tragring/Schalung umsetzen	200,00	min

Tübbingausbau mit Betonhinterfüllung ☒		
Tübbingwandstärke	60,00	mm
Tübbinghöhe	1,50	m
Tübbiringe pro Satz	1,00	
Einbringzeit Tübbingsegement	30,00	min
Tragring umsetzen	-	min
Ausbaustärke Beton	0,75	m
Betoniergeschwindigkeit	0,16	m ³ /min

vorläufige Schachteinrichtung		
Wetterlutte	20,00	min/m
Abwasserleitung	20,00	min/m
Frischwasserleitung	20,00	min/m
Druckluftleitung	16,00	min/m
Baustoffleitung	16,00	min/m
E-Versorgung	16,00	min/m
Kommunikationsleitung	16,00	min/m

Sonstige Arbeiten	-	min
-------------------	---	-----

Abbildung 55: Eingabe Leistungsparameter: Schachtausbau und Schachteinrichtung.

4.2.3 Kostenparameter zur Berechnung der Teufkosten

Grundsätzlich ist zwischen Investitions- und Betriebskosten zu unterscheiden. Als Investitionskosten werden Anschaffungskosten für Geräte und Anlagen bezeichnet. Liegt die Gesamtnutzungsdauer einer Anlage bzw. eines Betriebsmittels über der Dauer der Teufarbeiten, ist der verbleibende Restwert von der Investitionssumme abzuziehen. Betriebskosten beinhalten zum einen Personal- und Energiekosten. Zum anderen werden Reparatur- und Instandhaltungskosten der Geräte mit 5% des Anschaffungspreises berücksichtigt und auf die Betriebsstunden umgerechnet. Ein weiterer Kostenpunkt der den Betriebskosten zugeordnet wird sind Materialkosten, beispielsweise für Sprengtechnik, Gebirgssicherung und Schachtausbau.

Die aufgeführten Kostenarten können vereinfacht dargestellt den folgenden Kostenstellen zugeordnet werden:

1. sonstige Teufeinrichtung
2. Personal
3. Energie
4. Bohren, Sprengen und Bewettern
5. Laden und Fördern
6. Gebirgssicherung
7. Schachtauskleidung

4.2.3.1 Teufeinrichtung

Diese Kostenpositionen beziehen sich auf Investitionen für das Fördergerüst, die Arbeitsbühne, sonstige Übertageanlagen und ähnliches. Die Berechnung der Betriebskosten der Teufeinrichtungen bezieht sich auf die Nutzungsdauer der jeweiligen Einrichtung.

sonstige Teufeinrichtung		
Fördereinrichtung	12.000.000,00	€
Übertageanlage	1.000.000,00	€
Arbeitsbühne	1.000.000,00	€
Wasserhaltung	500.000,00	€
Lüfter	100.000,00	€

Abbildung 56: Eingabemaske Kostenparameter: Teufeinrichtung

4.2.3.2 Personal

Die Berechnung der Personalkosten umfasst neben der Teufmannschaft ebenfalls einen Teil der Belegschaft über Tage. Diese besteht in der Regel aus einem Schlosser und Elektriker sowie weiteren Arbeitskräften wie z.B. Anschlägern und Abschleppern. Eine Teufmannschaft setzt sich aus einer bergmännischen Aufsicht, Schachthauern und einem Fördermaschinisten zusammen. In Abhängigkeit vom Schichtsystem variiert die Anzahl der Mannschichten pro Tag. Die kalkulierten Mannschichten beinhalten bereits Fehlzeiten der Schichtbelegung in Höhe von 30% aufgrund von Krankheit oder Urlaub. Die Personalkosten pro Arbeitstag werden anhand durchschnittlicher Lohnkosten pro Mannstunde berechnet, in denen bereits Lohnnebenkosten und sonstige Zuschläge enthalten sind. Mit Hilfe der Teufgeschwindigkeit können spezifische Personalkosten pro Meter und im weiteren Verlauf die gesamten Personalkosten pro Teufabschnitt ermittelt werden.

Personalkosten		
Aufsicht	80,00	€/h
Schachthauer	45,00	€/h
Anschläger	45,00	€/h
Fördermaschinist	45,00	€/h
Schlosser	50,00	€/h
Elektriker	50,00	€/h

Abbildung 57: Eingabemaske Kostenparameter: Personal.

4.2.3.3 Energie

Die Energiekosten für sämtliche Einrichtungen und Betriebsmittel können überschlägig durch die Stromkosten pro Kilowattstunde und den Energieverbrauch pro Tag erfasst werden. Die Einschätzung des täglichen Energieverbrauchs basiert größtenteils auf Erfahrungswerten. Stellt der Auftraggeber die benötigte Energie zur Verfügung, müssen die Energiekosten nicht berücksichtigt werden.

Energiekosten		
Kosten pro kWh	0,12	€
Energieverbrauch pro Tag	60.000,00	kWh/d

Abbildung 58: Eingabemaske Kostenparameter: Energie.

4.2.3.4 Bohren und Sprengen

Das Hauptverbrauchsmaterial der Bohrtechnik ist Bohrstahl, bestehend aus Bohrkronen und Bohrgestänge. Die Bohrstahlkosten pro Meter $K_{BS/m}$ berechnen sich im Modell aus den Kosten pro Bohrkronenstandzeit. Ein Faktor berücksichtigt weitere Kosten durch Verschleiß am Bohrgestänge. Reparatur- und Instandhaltungskosten des Bohrgerätes K_{RI} werden planmäßig mit 5% des Anschaffungspreises berücksichtigt und auf die Betriebsstunden umgerechnet.

Formel 35: Berechnung der Bohrkosten pro Abschlag.

$$K_B = K_{RI} + n_{BL} * l_{BL} * K_{BS/m}$$

Die Sprengstoffkosten pro Abschlag K_S werden im Rechenmodell automatisch ermittelt. Je nach Sprengstoffart variieren die Kosten $K_{S/kg}$ zwischen 1,00 und 6,00 €/kg. Tabelle 7 beinhaltet eine Zuordnung gängiger Sprengstoffpreise.¹⁸⁹

Tabelle 7: Sprengstoffkosten.

Sprengstoffart	Kosten [€/kg]
Gelatinöser Sprengstoff	3,50
ANC-Sprengstoff	1,00
Emulsions-Sprengstoff	3,00
Wettersprengstoff I	6,00
Wettersprengstoff II	6,00
Wettersprengstoff III	6,00

Zusätzlich fallen gesonderte Transport- und Lagerungskosten $K_{SL/kg}$ in Höhe von etwa 1,50 € pro Kilogramm Sprengstoff an. Der Preis für Zünder K_Z ist abhängig von der eingestzten Zündtechnik. Ein elektrischer Zünder kostet etwa 1,90 €. Die nicht-elektrische Ausführung kostet ca. 2,50 € und die elektronische Variante ist mit rund 24,50 € am teuersten. Zusätzlich müssen Kosten für Schlagpatronen K_{SP} , Besatz K_{Be} und Hauptzündleitung K_{ZL} berücksichtigt werden.¹⁹⁰

Formel 36: Berechnung der Sprengstoffkosten pro Abschlag.

$$K_S = (K_{S/kg} + K_{SL/kg}) * q_S + (K_Z + K_{SP} + K_{Be}) * n_{BL} + K_{ZL/m} * l_{ZL}$$

Bohren			
Kosten pro Bohrkronen	65,00	€	
Bohrkronenstandzeit	450,00	m	
sonstige Kosten		€/m	
Sprengen			
Zünder	3,00	€	
Schlagpatrone	8,00	€	
Besatz	2,50	€	
Zündleitung	1,50	€/m	
Transport/Lagerungskosten	2,00	€/kg	
sonstige Kosten		€/m	

Abbildung 59: Eingabemaske Kostenparameter: Bohren und Sprengen.

¹⁸⁹ ORICA Germany GmbH

¹⁹⁰ ORICA Germany GmbH

4.2.3.5 Laden und Fördern

Die Kosten für Lade- und Förderarbeit ergeben sich hauptsächlich aus den Investitions- und Betriebskosten für das eingesetzte Equipment. Je nach Ladegerät fallen unterschiedliche Investitionskosten an, die grundsätzlich mit zunehmender Greifer- bzw. Schaufelgröße ansteigen. Bei der verschleißintensiven Ladearbeit müssen entsprechend der Anschaffungskosten Aufwendungen für Reparatur und Instandhaltung berücksichtigt werden. Dagegen ist der Bergekübel äußerst widerstandsfähig und wartungsarm. Reparatur- und Instandhaltungskosten für das Fördermittel können daher vernachlässigt werden.

Laden und Fördern		
Ladegerät	1.000.000,00	€
Bergekübel	5.000,00	€
sonstige Kosten		€/m

Abbildung 60: Eingabemaske Kostenparameter: Laden und Fördern

4.2.3.6 Gebirgssicherung

Die Kosten für Gebirgssicherung pro Abschlag hängt von Art und Menge des eingebrachten Sicherungsmaterials ab. Ankerkosten K_A setzen sich aus dem Preis pro Ankermeter $K_{A/m}$, der Ankerlänge l_A , zuzüglich Mutter und Kalotte K_{K+M} zusammen.

Formel 37: Berechnung der Ankerkosten pro Abschlag

$$K_A = n_A * (l_A * K_{A/m} + K_{K+M})$$

Die Kosten für Verzugmatten pro Abschlag K_V müssen manuell eingetragen werden und berechnen sich mit Hilfe der Abschlagsgeometrie und dem spezifischen Quadratmeterpreis K_{V/m^2} . Diese liegen allgemein hin bei rund 3,00 bis 4,00 €/m².

Formel 38: Berechnung der Kosten für Verzug pro Abschlag.

$$K_V = \pi * d_{Aus} * l_{Abs} * K_{V/m^2}$$

Aufwendungen für Spritzbeton K_{SB} richten sich einerseits nach dem Betonvolumen V_{SB} und der spezifischen Faserzuschlagsmenge M_{FZ/m^3} , andererseits nach der Betonqualität. Kosten für Stahlfaserzuschlag K_{FZ/m^3} liegen bei etwa 3,00 €/kg. Je nach

Qualität liegt der Preis für den Beton K_{SB/m^3} beim Trockenspritzverfahren zwischen 115 und 135 €/m³, beim Nassspritzverfahren zwischen 155 und 170 €/m³.¹⁹¹

Formel 39: Berechnung der Kosten für Spritzbeton pro Abschlag.

$$K_{SB} = (K_{FZ/kg} * M_{FZ/m^3} + K_{SB/m^3}) * V_{SB}$$

Anker		
Ankerbohrgerät	5.000,00	€
Kosten Ankerstahl	10,00	€/m
Verzug		
Kosten Verzugmatten	3,50	€/m ²
Spritzbeton		
Spritzbetonsystem	30.000,00	€
Kosten Spritzbeton	140,00	€/m ³
sonstige Kosten		€/m

Abbildung 61: Eingabemaske Kostenparameter: Gebirgssicherung.

4.2.3.7 Schachtauskleidung

Teufkosten sind maßgeblich von der Art und Weise des eingebrachten Ausbaus abhängig. Die Kosten für Betonausbau mit Umsetzschalung K_{BA} sind durch das Betonvolumen pro Schalungsabschnitt V_{BA} , die Betonqualität sowie die eingebrachte Bewehrungsstärke M_{Bew/m^3} und deren Kosten $K_{Bew/kg}$ gekennzeichnet.

Formel 40: Berechnung der Kosten für Betonausbau pro Schalungsabschnitt.

$$K_{BA} = (K_{BA/m^3} + K_{Bew/kg} * M_{Bew/m^3}) * V_{BA}$$

Die Auskleidung mit gusseisernen Tübbing ist in Bezug auf die Materialkosten eines der teuersten Ausbaurverfahren im Schachtbau. Neben dem benötigten Betonvolumen V_{HB} zur Hinterfüllung der Tübbingsäule sowie dessen Kosten K_{HB/m^3} beeinflussen hauptsächlich Anzahl der verbauten Tübbingsegmente n_{TS} , deren Tübbingwandstärke die Ausbaurkosten K_T . Die Kosten pro Tübbingsegment K_{TS} stehen in Relation zur Wandstärke.

¹⁹¹ Aarekies Brienzen AG (2011, p. 13)

Formel 41:Berechnung der Kosten für Tübbingausbau.

$$K_T = K_{HB/m^3} * V_{HB} + K_{TS} * n_{TS} * n_{TR}$$

Abschließend sind Kosten für die vorläufige Schachteinrichtung (mitgeführte Versorgungsleitungen) zu beachten, die sich aus der Summe der Einzelkosten für jede Leitung ergeben. Der jeweilige Kostenaufwand wird in €/m abgeschätzt.

Betonausbau			
Betonklasse	C 30/37		
Tübbingausbau			
Betonklasse	C 25/30		
vorläufige Schachteinrichtung			
Wetterlutte	15,00	€/m	
Abwasserleitung	25,00	€/m	
Frischwasserleitung	35,00	€/m	
Druckluftleitung	35,00	€/m	
Baustoffleitung	35,00	€/m	
E-Versorgung	55,00	€/m	
Kommunikationsleitung	35,00	€/m	
sonstige Kosten		€/m	

Abbildung 62: Eingabemaske Kostenparameter: Schachtauskleidung

4.2.4 Ergebnis: Teufleistung und –kosten pro Teufabschnitt.

Beim konventionellen Schachtabteufen lässt sich aus dem berechneten Zeitbedarf für die einzelnen Arbeitsvorgänge in einem nächsten Schritt die Zykluszeit pro Abschlag ermitteln. Es ist zu beachten, dass bei der Vorgangsdauer Schachtauskleidung in der Summe der einzelnen Arbeitsschritte die anteilige Dauer pro Abschlagslänge ausgegeben wird (vergleiche Abbildung 63). In der Berechnung ist weiterhin zu berücksichtigen, dass bestimmte Arbeitsschritte parallel durchgeführt werden können. Die Angabe der Zykluszeit erfolgt daher in brutto (ohne Parallelisierungsgrad) und in netto (mit Parallelisierungsgrad). Anhand der erreichten Abschlagslänge und der geleisteten Arbeitsstunden lässt sich der Teuffortschritt pro Arbeitstag, also die Teufleistung (m/d) ermitteln. In Abbildung 63 ist beispielhaft eine Ausgabemaske zur Berechnung der brutto- und netto-Zykluszeit pro Abschlag abgebildet. Die Teufzeit für einen Abschnitt ergibt sich aus der Abschnittslänge und der durchschnittlichen Teufleistung.

Vorgang		Dauer		Teufleistung	Parallelisierungsgrad		
		[min]		[m]	[%]	[min]	
Bohrarbeit	Sprengbild anreißen	10,00	290,10	3,00	-	10,00	
	Bohrgerät einfördern und aufstellen	60,00			-	60,00	
	Bohren	160,10			-	160,10	
	Bohrgerät abbauen und ausfördern	60,00			-	60,00	
	sonstige Arbeiten	-			-	-	
Laden, Sprengen und Bewettern	Bohrloch reinigen	100,00	412,22		-	100,00	412,22
	Laden und Besetzen	100,00			-	100,00	
	Arbeitsbühne anheben	80,00			-	80,00	
	Zündkreisprüfung / Abtun der Sprengung	15,00			-	15,00	
	Bewettern	22,22			-	22,22	
	Arbeitsbühne absenken	35,00			-	35,00	
	Kontrolle der Sprengung	60,00			-	60,00	
	sonstige Arbeiten	-			-	-	
Laden und Fördern	Sohle planieren	78,54	684,96		-	78,54	684,96
	Knäpperzerkleinerung	-			-	-	
	Ladegerät bereitstellen	-			-	-	
	Laden und Fördern "Volleingriff"	356,38			-	356,38	
	Laden und Fördern "red. Ladeleistung"	167,14			-	167,14	
	Laden und Fördern "Sauberladen"	82,90			-	82,90	
Sichern	Ladegerät ausfördern	-	541,06		-	-	541,06
	Ankern	156,32			-	156,32	
	Verzug einbringen	62,83			-	62,83	
	Spritzbeton	321,90			-	321,90	
	sonstige Arbeiten	-			-	-	
Auskleiden	Schalung / Tragring umsetzen	200,00	674,64		75,00	50,00	75,66
	Betonieren	253,97			75,00	63,49	
	Tübbing-Tragring umsetzen	-			-	-	
	Tübbinge setzen	-			-	-	
	Betonieren	-			-	-	
	vorläufige Schachteinrichtung	372,00			100,00	-	
	sonstige Arbeiten	-			-	-	
Summe brutto [min]:		2.603,00	Summe netto [min]:		2.004,00		
Teufleistung [m/d]:		1,66	Teufleistung [m/d]:		2,16		

Abbildung 63: Ausgabemaske zur Berechnung der Zykluszeit pro Abschlag.

Aufwendungen für Teufeinrichtungen, Personal und Energie sowie Kosten, die den zyklischen Arbeitsschritten zugeordnet werden können, ergeben die Teufkosten für jeden Teufabschnitt. Diese lassen sich zusammengefasst durch die Investitions- (€) und Betriebskosten (€/m) darstellen. Für die Berechnung der gesamten Teufkosten ist daher die Länge des Teufabschnitts relevant.

Vorgang	Investitionskosten [€]	Betriebskosten [€/m]
Bohren und Sprengen	1.000.000,00	1.200,82
Laden und Fördern	800.000,00	9,97
Gebirgssicherung	90.000,00	1.512,63
Schachtauskleidung	-	3.670,21
Personal	-	8.618,41
Energie	-	3.107,60
Teufeinrichtungen	14.600.000,00	8.760,53
	16.490.000,00	26.880,16

Abbildung 64: Ausgabemaske der Teufkosten untergliedert in Investitions- und Betriebskosten.

4.3 Analyse von Einflussgrößen auf Teufleistung und –kosten

Mit dem Rechenmodell lassen sich die wichtigsten Einflussgrößen auf Leistung und Kosten eines Teufprojekts ermitteln. Zunächst ist in Abbildung 65 der Einfluss der Schacht- und Abschlagsgeometrie, also Teufe, Schachtdurchmesser und Abschlagslänge dargestellt. Das Basisszenario ist ein Schachtabteufprojekt mit 1.500 m Teufe, einem Schachtdurchmesser von 8,0 m und einer Abschlagslänge von 3,0 m.

Große Teufen und weite Schachtdurchmesser führen zu erhöhten absoluten Teufkosten. Mit größerer Teufe steigen die Investitions- und Betriebskosten etwa linear. Bei zunehmendem Schachtdurchmesser ist eine Zunahme der Betriebskosten erkennbar, die unter anderem durch das Abschlagsvolumen oder die freigelegte Schachtstoßfläche beeinflusst werden. Längere Abschlüge tragen zu einer Reduzierung der Teufkosten bei. Zwar werden keine Materialkosten eingespart, aber die anfallenden Betriebskosten für Personal und Energie können durch die einhergehende Steigerung der Teufleistung bzw. Verringerung der Teufzeit verringert werden. Es ist anzumerken, dass die Abschlagslänge in der Praxis häufig die einzige variabel einzustellende Einflussgröße ist, da Schachtteufe und –durchmesser vom Auftraggeber vorgeben werden.

Die Teufleistung ist weitestgehend durch die Zykluszeit gekennzeichnet. Es ist erkennbar, dass mit zunehmender Teufe die Teufleistung leicht absinkt. Deutlich stärkeren Einfluss auf die Teufleistung haben die Rahmenparameter Schachtdurchmesser und Abschlagslänge. Ohne einen größeren Teuffortschritt zu erzielen, führt ein größerer Schachtdurchmesser zu einer exponentiellen Verlängerung der Zykluszeit, mit dem Ergebnis, dass die Teufleistung sinkt. Mit größerer Abschlagslänge verlängert sich zwar jeder einzelne Arbeitsschritt des Teufzyklusses, jedoch reduziert sich gleichzeitig der Anteil an unproduktiver Nebenzeit, wodurch sich die Teufleistung verbessert.

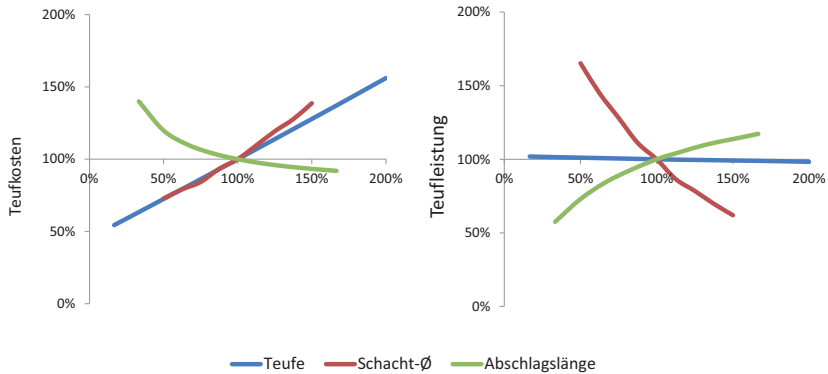


Abbildung 65: Einfluss der Schacht- und Abschalgsgeometrie auf Teufleistung und -kosten.

Bei Betrachtung der einzelnen Arbeitsschritte des Teufzyklusses zeigt sich, dass mit großen Schachtdurchmessern und langen Abschalgsen insbesondere der Zeitaufwand für die Lade- und Förderarbeit zunimmt (Abbildung 66). Dagegen ist der Einfluss der Teufe auf die Lade- und Förderarbeit eher gering einzuordnen. Durch die zunehmende Förderstrecke in großer Teufe verlängern sich hauptsächlich die Förderzeiten für Haufwerk, Material und Equipment. Im verwendeten Basisszenario, gekennzeichnet durch die rote Linie in den Diagrammen, beträgt der Zeitaufwand für das Laden und Fördern der Abschalgsberge rund 8 h, gleichbedeutend einem prozentualen Anteil von 35% an der Zykluszeit. Bei einem Schachtdurchmesser von 12 m vergrößert sich das Abschalgsvolumen, die Lade- und Förderzeit beträgt dann fast 17 h und damit knapp 50% der gesamten Zykluszeit. Außerdem steigt der Zeitaufwand für die Bohr- und Sprengarbeit, einerseits durch die größere Bohrlochzahl und andererseits durch die Verlängerung der Zeit zum Laden, Besetzen und Koppeln der Sprengladungen. Das Einbringen der Gebirgssicherung dauert ebenfalls länger, da eine größere Stoßfläche gesichert werden muss. Durch eine Verlängerung der Abschalgsen auf 5 m, vergrößert sich auch der Zeitaufwand für das Laden und Fördern auf 11 h und beansprucht damit rund 42% der Zeit pro Abschalgs. Mit größeren Abschalgsängen verlängert sich die zu erstellende Bohrlochlänge, die Bohrzeit nimmt zu. Ebenso vergrößert sich die Fläche der freigelegten Schachtwand, sodass der Aufwand zur Gebirgssicherung steigt. Der zeitliche Aufwand für das Einbringen von Schachtausbau bleibt in dieser Darstellung unberücksichtigt, da dieser Arbeitsvorgang häufig parallel erfolgt.

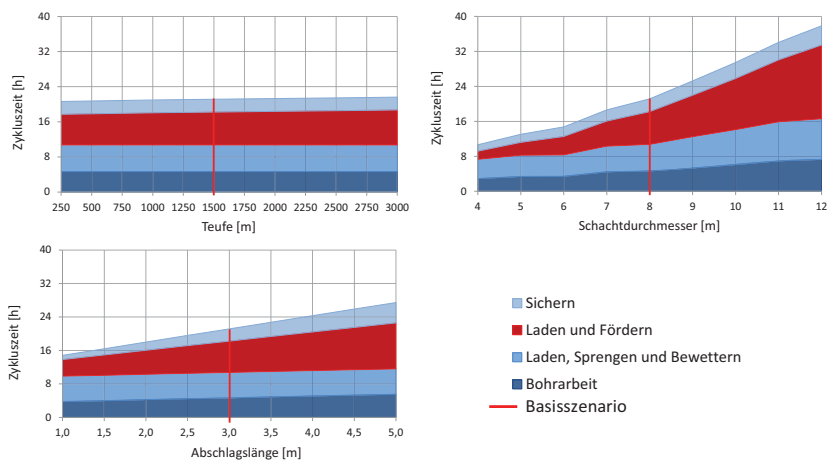


Abbildung 66: Entwicklung der Zykluszeit beim konventionellen Schachtabteufen in Abhängigkeit zur Schacht- und Abschlagsgeometrie.

5 Detaillierte Analyse der Lade- und Förderarbeit

Die Analyse in Kapitel 4.3 zeigt, dass das Laden und Fördern der Berge ein besonders zeitintensiver Arbeitsschritt ist und damit entsprechend großen Einfluss auf die Teuffleistung hat. Bevor die eigentliche Lade- und Förderarbeit beginnt, muss die Schachtsohle aufgerüstet und das Ladegerät bereitgestellt werden. Bereits in Kapitel 4.2.2.5 wurde dargestellt, dass sich die anschließende Lade- und Förderzeit aus der Leistung des Ladegeräts und der Fördereinrichtung berechnet. Die durchschnittliche Ladeleistung verhält sich dabei nahezu unabhängig zum Teuffortschritt, während die Förderleistung dagegen beständig mit zunehmender Teufe sinkt.

5.1 Aufrüsten der Schachtsohle und Bereitstellung des Ladegeräts

Das Aufrüsten der Schachtsohle umfasst die Arbeitsvorgänge Sprengkontrolle, Planieren der Schachtsohle und Zerkleinern von Knäppern. Der Arbeitsaufwand für die beiden letztgenannten Arbeitsschritte hängt prinzipiell von den Eigenschaften des anstehenden Gebirges und der Sprengtechnik, aber auch vom eingesetzten Ladegerät ab. Erst nachdem die Schachtsohle für den Einsatz des Ladegerätes hergerichtet ist, kann die Ladearbeit beginnen.

Haufwerk planieren. Das Fortbewegen auf gesprengtem Haufwerk ist schwierig. Eine planierte Arbeitsoberfläche erleichtert deshalb die Arbeit der Schachthauer auf der Sohle. Gleichzeitig kann die Verletzungsgefahr, hervorgerufen durch Stolpern oder Umknicken reduziert werden. Das Planieren der Schachtsohle erfolgt von Hand durch die Schachthauer oder mit Unterstützung des Ladegeräts im Anschluss an die erste Seilfahrt nach der Sprengung. Für Lademaschinen, die das Haufwerk als Standfläche nutzen ist die Planierarbeit von besonderer Bedeutung. Als anschauliches Beispiel dient in diesem Zusammenhang der Wurfschaufellader. Durch die spezielle Bauweise des Laders und die nötige Fahrbewegung zum Befüllen der Frontschaufel ist eine möglichst ebene Arbeitsfläche erforderlich, um die Standsicherheit zu gewährleisten. Der ruckartige Pneumatikantrieb erfordert zudem einen gut ausgebildeten Maschinenführer, um eine hohe Ladeleistung zu erzielen. Der Bergekübel wird während der Ladearbeit ebenfalls auf der Haufwerksoberfläche abgestellt. Bei der Verwendung großer Kübel mit einem Fassungsvermögen von 7 m³

sind eine entsprechende Kübelhöhe von 2,5 - 3,0 m und dadurch ein relativ hohes Kippmoment zu beachten. Um den Kübel einfacher zu beladen und eine gewisse Strandsicherheit zu gewährleisten, kann der Kübel in einer vorgefertigten Vertiefung im Haufwerk, dem Kübelstand platziert werden. Falls möglich erfolgt die Erstellung der Vertiefung mit Hilfe des Ladegeräts. Dieser Arbeitsschritt ist sowohl beim Aufrüsten der Schachsohle als auch im weiteren Verlauf der Ladearbeit zu berücksichtigen, wenn ein geleerter Kübel auf der Schachtssohle abgesetzt wird.

Nachzerkleinerung. Befinden sich Knäpper im Haufwerk, müssen diese mechanisch oder mittels Sprengtechnik in ladefähige Korngrößen nachzerkleinert werden. In Abhängigkeit zum Ladegerät beeinflussen das Grabwerkzeug und die Grabbewegung die maximal ladbare Korngröße. Beispielsweise ist zu erwarten, dass bei grob gesprengtem Haufwerk und Verwendung eines Kompaktbaggers mit Tieflöffel und vergleichsweise geringer Schaufelgröße ($0,16 - 0,3 \text{ m}^3$) ein relativ hoher Überkornanteil im Haufwerk vorliegt. Gleiches gilt für den Wurf-schaufellader, hier begrenzt die geringe Eindringtiefe der Frontschaufel während des Ladevorgangs die maximal ladbare Korngröße. Im Gegensatz dazu ermöglichen die weitgeöffneten Greiferschalen eines Mehrschalengreifers das Laden großer Haufwerksbrocken, solange diese in den Bergeskübel passen. Anhand der Greifer- bzw. Schaufelgröße und der Grabbewegung kann für alle Ladegeräte eine maximal ladbare Korngröße definiert werden. Mit Hilfe der prognostizierten Korngrößenverteilung nach KuzRam (siehe Anhang I) lassen sich die Knäpperanzahl und damit der zeitliche Zerkleinerungsaufwand abschätzen, der bei der Berechnung der Lade- und Förderzeit zu berücksichtigen ist.

Bereitstellung. Je nach Ladegerät unterscheidet sich der Vorgang der Bereitstellung auf der Schachtssohle. Der Mehrschalengreifer wird mit Hilfe einer Seilwinde für die Ladearbeit bereitgestellt. Gängige Seilgeschwindigkeiten einer Greiferwinde liegen bei rund 1 m/s, die Greiferbirne zur Schachtssohle abzusenken dauert demnach unter einer Minute. Auch für bühnenverlagerte Ladegeräte ist die Position der Arbeitsbühne über Schachtssohle relevant, um den benötigten Zeitaufwand für die Bereitstellung zu ermitteln. Die Sinkgeschwindigkeit einer Arbeitsbühne ist bedeutend langsamer als die Seilgeschwindigkeit der Greiferwinde und beträgt etwa 1 m/min. Vor Beginn der Ladearbeit des Cryderman Shaft Muckers muss die Arbeitsbühne ausgerichtet und gegen die Schachtwand verspannt werden. Lademaschinen, deren Standfläche das Haufwerk ist, werden zu meist von über Tage oder von einem

Anschlagpunkt unterhalb der Arbeitsbühne hinab zur Schachtsohle gefördert. Bei der ersten Variante verlängert sich die Ein- und Ausförderzeit mit dem Teuffortschritt. Neben der Förderzeit entsteht zusätzlicher Zeitaufwand für das An- und Abschlagen der Lademaschinen.

5.2 Ladearbeit auf der Schachtsohle

Die verrichtete Ladearbeit auf der Schachtsohle kann anhand der erzielten Ladeleistung in drei Abschnitte gegliedert werden. Zunächst erfolgt das Laden mit hoher Leistung bei vollem Eingriff in das Haufwerk. Wenn der Greifer bzw. die Schaufel beim Grabvorgang auf festes Gebirge stößt, ist eine optimale Füllung nicht mehr möglich, wodurch die Ladeleistung sinkt. Je weniger Haufwerk auf der Schachtsohle verbleibt, desto mehr sinken der Füllungsgrad des Grabwerkzeugs und damit auch kontinuierlich die Ladeleistung. Der Beginn des Ladeabschnittes mit reduzierter Leistung ist durch die nicht mehr vollständige Eindringtiefe des Grabwerkzeuges gekennzeichnet. Ab einem bestimmten Zeitpunkt ist das manuelle Aufsammeln der Berge durch die Schachthauer effizienter als die geräteunterstützte Ladearbeit. Häufig wird beim Sauberladen und Bohrfestmachen der Schachtsohle das Haufwerk mit Luftdruckunterstützung zusammengetragen und dann von Hand in den Greifer oder direkt in den Kübel geladen. Es ist zu beachten, dass in Abhängigkeit von der Abschlagsgeometrie unterschiedliche Anteile der leistungsbezogenen Ladeabschnitte anfallen, die wiederum die benötigte Ladezeit beeinflussen. Abbildung 67 verdeutlicht diesen Sachverhalt anhand zweier Abschlüge mit annähernd gleichem Haufwerksvolumen. Die Ladearbeit erfolgt in beiden Beispielen mit einem 0,8 m³ Mehrschalengreifer. Bei geringer Abschlagslänge trifft der Greifer vergleichsweise frühzeitig auf die feste Schachtsohle. Durch den weiten Schachtdurchmesser liegt zudem ein großer Haufwerksanteil vor, der mit verringerter Leistung oder manuell geladen wird. Dagegen kann bei geringem Schachtdurchmesser und langen Abschlügen relativ lange mit voller Leistung geladen werden. Die Ladezeit für das rechte Abschlugsbeispiel ist daher deutlich kürzer.

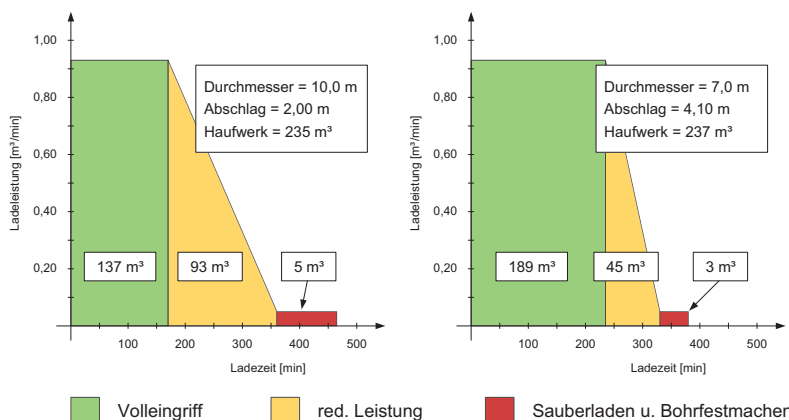


Abbildung 67: Anteile der leistungsbezogenen Ladeabschnitte in Abhängigkeit zur Abschlagsgeometrie.

Die Ladeleistung bei vollem Eingriff in das Haufwerk berechnet sich nach Formel 16, S. 104 und ist durch das Volumen von Greifer bzw. Schaufel und die Dauer des Ladespiels gekennzeichnet. Ein Ladespiel setzt sich aus den Einzelvorgängen Graben, Schwenken und Heben zum Kübel, Entleeren sowie Rückschwenken und Senken zur Schachtsohle zusammen. Das Funktionsprinzip des Ladegeräts und die Korngrößenverteilung im Haufwerk beeinflussen die Dauer dieser Vorgänge. Grundsätzlich verlängert sich der Grabvorgang mit zunehmender Korngröße, da der Grabwiderstand beim Eindringen der Schaufel in das Haufwerk bei grobkörnigem Haufwerk höher ist.¹⁹²

Ein Vergleich der Ladearbeit von Mehrschalengreifer und Wurfschaufelader zeigt anschaulich, dass die Schaufelform und Ausführung der Grabbewegung die Dauer des Grabvorgangs zusätzlich beeinflussen. Die spitz zulaufenden Greiferschalen eines Mehrschalengreifers treffen nahezu vertikal auf das gesprengte Haufwerk und dringen unabhängig von der Korngröße relativ problemlos in das Haufwerk ein. Das hohe Eigengewicht der Greiferbirne unterstützt dabei das Eindringen der Greiferschalen.

Der Wurfschaufelader füllt die gesenkte Frontschaufel durch ein Aufschieben der Berge beim Vorwärtsfahren. Die Eindringtiefe der Schaufel beträgt dabei nur wenige Zentimeter, wodurch grobe und verzahnte Haufwerksbrocken schwierig

¹⁹² Singh, Glogger, and Willock (2001)

aufzunehmen sind und sich die Grabzeit bei zunehmender Korngröße deutlich verlängert.

Weiterhin muss beachtet werden, dass ein größerer Greifer eher langsamere Schwenk-, Heb- und Senkbewegungen durchführt. Ein größeres Grabwerkzeuges erzeugt außerdem einen höheren Grabwiderstand, wodurch der Grabvorgang länger dauert.¹⁹³ Ein weiterer Einflussfaktor zur Berechnung der Ladeleistung ist der Füllungsgrad. Untersuchungen zeigen, dass sich mit zunehmender Korngröße der Füllungsgrad im Grabwerkzeug verringert und dadurch die Ladeleistung gemindert wird.¹⁹⁴ Die folgenden Diagramme in Abbildung 68 zeigen die Ladeleistung von Mehrschalengreifer, Cryderman Shaft Mucker, Wurfschaufellader und Kompaktbagger mit Berücksichtigung der zuvor aufgeführten technischen Einflussgrößen bei vollem Eingriff in das Haufwerk.

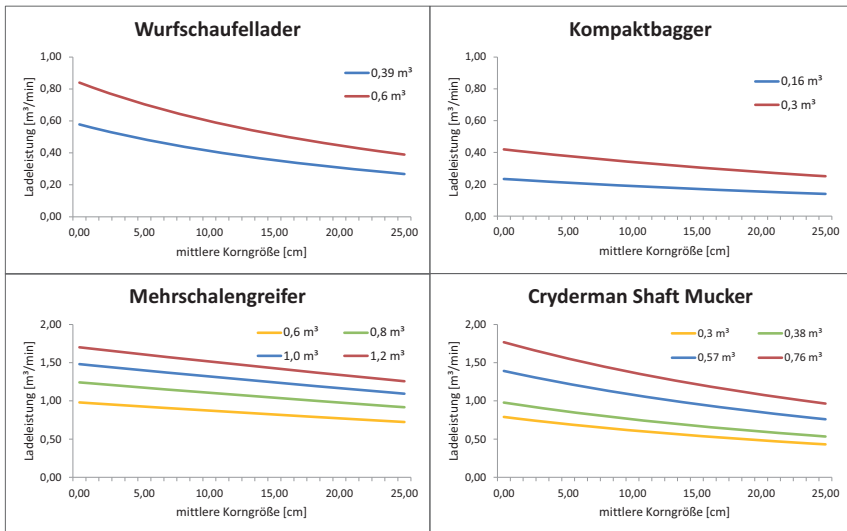


Abbildung 68: Ladeleistung ausgewählter Ladegeräte bei vollem Eingriff in das Haufwerk.

Neben den technischen Einflussgrößen darf der Einfluss von Bedienung und Bedienbarkeit nicht unberücksichtigt bleiben. Um die theoretisch mögliche

¹⁹³ Girmscheid (2010, p. 60)

¹⁹⁴ Singh et al. (2001)

Ladeleistung zu erreichen, spielen eine gute Ausbildung und Motivation des Geräteführers eine wichtige Rolle.¹⁹⁵

5.3 Förderarbeit im Teufbetrieb

Die Förderleistung wird durch die Förderspielzeit, das Kübelvolumen und die Anzahl der einsetzbaren Kübel bestimmt. Ein Förderspiel setzt sich aus zwei Förderzeiten, dem Zeitaufwand für das An- und Abschlagen des Kübels und für das Entleeren des Kübels zusammen. Die Förderzeit ist dabei durch die Förderlänge (Teufe), die anteiligen Schleichfahrtstrecke und die entsprechenden Fördergeschwindigkeiten gekennzeichnet. Nach TAS liegt die maximale Fördergeschwindigkeit im Teufbetrieb bei 12 m/s und im Schleichfahrtbereich bei 1 m/s.

In Abbildung 69 werden ausgewählte Einflussgrößen auf die Förderleistung in Abhängigkeit zur Teufe dargestellt. Es zeigt sich, dass bei geringen Teufen der Einfluss einer höheren Fördergeschwindigkeit eher gering ist. Hier kann die Förderleistung vor allem durch eine Reduzierung der Nebenzeiten, z.B. durch schnelles Kippen der Kübel gesteigert werden. Mit zunehmender Teufe vergrößert sich der Förderweg mit maximaler Fördergeschwindigkeit, dagegen sinkt der Anteil mit Schleichfahrtgeschwindigkeit. Entsprechend kann mit einer Steigerung der Fördergeschwindigkeit in großen Teufen die Förderleistung effektiv erhöht werden. Den weitaus größten Einfluss auf die Förderleistung hat das Kübelvolumen unabhängig von der Teufe. Jedoch ist zu beachten, dass in großer Teufe die Nutzlast durch das Eigengewicht des Kübels und das mit zunehmender Teufe ansteigende Seilgewicht begrenzt ist. Bei Verwendung von Lademaschinen ist die Kübelgröße an die jeweilige Entladehöhe anzupassen. Diese liegt beim Wurfschaufellader bei etwa 1,9 m und beim Kompaktbagger bei knapp 1,7 m (siehe Abbildung 26, S. 64 und Abbildung 28, S. 67).

¹⁹⁵ Girmscheid (2010, pp. 4–5)

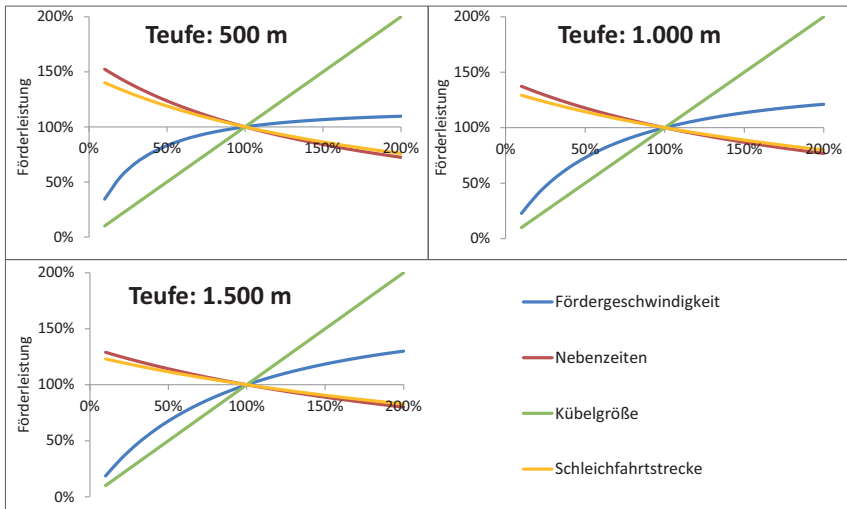


Abbildung 69: Einflussgrößen der Förderleistung in Abhängigkeit zur Teufe.

Zu Beginn eines Schachtabteufprojekts erfolgt die Förderung der Berge in der Regel mit zwei Kübeln. Mit zunehmender Teufe verlängern sich die Förderzeit und damit die Wartezeit der Sohlenmannschaft auf den geleerten Kübel, die Auslastung des Ladegeräts sinkt. Die Zeit kann genutzt werden, um das Haufwerk zusammenzutragen und dadurch eine schnellere Kübelbeladung zu ermöglichen. Trotzdem sinkt die Förderleistung mit dem Teuffortschritt kontinuierlich. In größeren Teufen ist es daher üblich, die Förderleistung durch Hinzunahme eines dritten Kübels zu steigern. Abbildung 70 verdeutlicht die niedrigere Förderleistung mit zwei Kübeln (rot) relativ zum 3-Kübelbetrieb (blau). Im 3-Kübelbetrieb wird die Förderleistung zunächst durch den Zeitaufwand zum Befüllen eines Kübels bestimmt. Erst wenn eine Förderzeit und das Entleeren des Kübels länger als die Ladezeit pro Kübel zuzüglich An- und Abschlagen dauert, ist die kritische Förderteufe erreicht. Fortan sinkt die Förderleistung beständig.

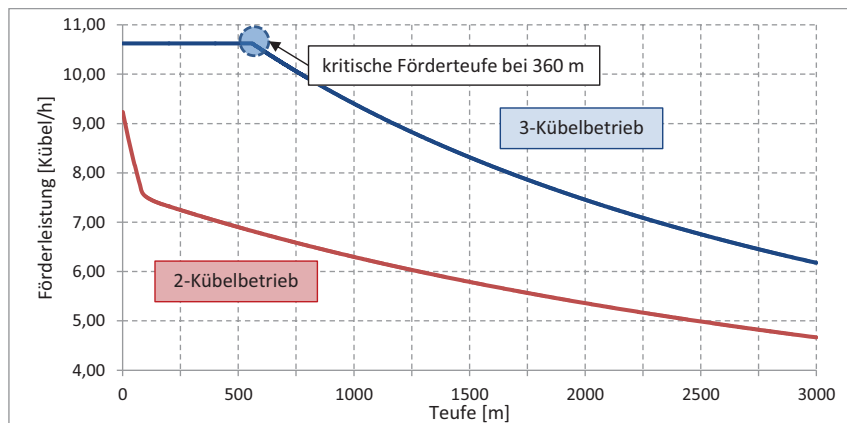


Abbildung 70: Förderleistung in Abhängigkeit zur Teufe und Kübelanzahl.

6 Entwicklung pneumatischer Lade- und Fördersysteme für das konventionelle Schachtabteufen

Mit Hilfe der umfassenden Ausführungen in Kapitel 3 „Konventionelles Schachtabteufen“ konnte der Stand der konventionellen Teuftechnik und dessen zyklische Arbeitsweise detailliert dargestellt werden. Die Erkenntnisse wurden für die Entwicklung eines möglichst realitätsgetreuen Kosten- und Leistungsmodell verwendet. Das Rechenmodell ermöglichte im nächsten Schritt die Identifikation der wichtigsten Einflussgrößen auf Teufleistung und Kosten, insbesondere im Hinblick auf die Rahmenbedingungen Schachtteufe, Schachtdurchmesser und Abschlagslänge. Es konnte verdeutlicht werden, dass die Lade- und Förderarbeit einen prozentualen Anteil von bis zu 50% an der Zykluszeit in Anspruch nehmen kann. Auf dieser Basis wurden nachfolgend konventionelle Lade- und Fördersysteme analysiert. Hierbei konnten folgende nachteilige Eigenschaften der konventionellen Lade- und Fördertechnik aufgezeigt werden:

- Teilweise aufwendiges Aufrüsten der Schachtsohle im Vorlauf zur Lade- und Förderarbeit
- Rückgang der Ladeleistung bei Antreffen von anstehendem, festem Gebirge
- Abhängigkeit von Lade- und Förderarbeit (inkl. Einfluss der Nebenzeiten und Schleichfahrt)
- Arbeitssicherheit bei Arbeitsvorgängen auf der Schachtsohle (z.B. Kübel An- und Abschlagen)

Diese Erkenntnisse führen zu dem Ansatz, die mechanische Lade- und Förderarbeit zumindest teilweise durch pneumatische Verfahren zu ersetzen, um das Aufnehmen und Fördern des Haufwerks zu beschleunigen und sicherer zu gestalten. Ziel der Entwicklung pneumatischer Lade- und Fördersysteme für das Schachtabteufen ist, die mechanisierten Lade- und Fördertechniken (siehe Kapitel 3.5) zumindest teilweise zu ersetzen, um dadurch eine Steigerung der Lade- und Förderleistung bzw. der Teufleistung zu erreichen. Hierzu werden Konzepte zur Integration pneumatischer Lade- und Fördertechnik in den Prozess des konventionellen Schachtabteufens vorgestellt. Eingangs sollen Grundlagen zur Funktionsweise und Berechnung pneumatischer Lade- und Fördersysteme erläutert werden.

6.1 Grundlagen pneumatischer Lade- und Fördersysteme

Die Funktionsweise einer pneumatischen Förderanlage basiert auf der Tatsache, dass Luft mit ausreichend hoher Strömungsgeschwindigkeit in der Lage ist, schwere Feststoffe (Fördergut) aufzunehmen und mitzureißen. Der Luftstrom, der durch einen künstlich erzeugten Druckunterschied entsteht, dient hierbei als Fördermittel, das durch ein Rohr- oder Schlauchsystem geleitet wird. Der Druckunterschied entsteht durch einen Saug- oder Druckluftherzeuger bzw. durch eine Kombination aus beiden Varianten. Typische Anwendungsfelder sind beispielsweise pneumatische Entladeanlagen für Schiffe, Bahnwaggons oder LKWs. Im Straßenbau kommt die pneumatische Saugtechnik für Aushubarbeiten mit einem sog. Saugbagger zum Einsatz.¹⁹⁶

6.1.1 Aufbau einer pneumatischen Sauganlage

Der grundsätzliche Aufbau einer pneumatischen Sauganlage ist in Abbildung 71 dargestellt. Ein Druckluftherzeuger, in der Regel als Radialventilator ausgeführt, erzeugt den Luftstrom, der das zu fördernde Material über einen Saugstutzen aufnimmt. Das angeschlossene Saugrohr leitet den Luftstrom gemeinsam mit dem Fördergut in einen Sammelbehälter, in dem durch die Vergrößerung des Querschnitts die Luftgeschwindigkeit reduziert und das Fördergut aus dem Luftstrom nahezu vollständig getrennt wird (Schwerkraftabscheidung). Bei runder Bauweise des Sammelbehälters können auftretende Fliehkräfte die Abscheidung des Fördergutes aus dem Luftstrom unterstützen (Zyklonprinzip). Im Anschluss an die Grobabscheidung kann der Saugluftstrom durch eine Filtervorrichtung geführt werden, um die Staubemission im Arbeitsbereich und den Verschleiß am nachgeschalteten Sauggebläse zu reduzieren. Nach der Abscheidung des Fördergutes aus dem Saugluftstrom kann das Grobgut über einen Austrag am Sammelbehälter kontinuierlich oder intervallartig abgeführt werden.

¹⁹⁶ Neidigh (2012)

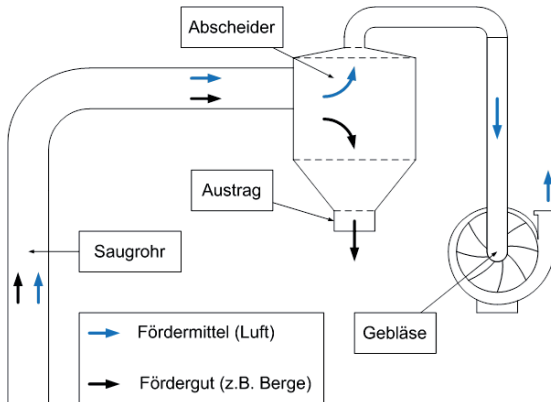


Abbildung 71: Aufbau einer pneumatischen Sauganlage.

6.1.2 Berechnung pneumatischer Lade- und Fördersysteme

Berechnung der Luftgeschwindigkeit. Bei der Auslegung einer Saugförderanlage ist zunächst die Geschwindigkeit der Förderluft festzulegen. Grundvoraussetzung für eine pneumatische Förderung ist, dass die Luftgeschwindigkeit über der Schwebegeschwindigkeit des Fördergutes liegt. Die Schwebegeschwindigkeit v_s eines Einzelkorns ist gleichbedeutend mit der Luftgeschwindigkeit, mit der das Korn im vertikalen Luftstrom von unten angeströmt werden muss, um dieses in der Schwebe zu halten. Demnach ist der Umströmungswiderstand gleich der Gewichtskraft des Korns. Für ein annähernd kugelförmiges Korn gilt Formel 42. Es wird angenommen, dass der Widerstandsbeiwert c_w entsprechend einer Kugel bei 0,45 liegt.

Formel 42: Berechnung der Schwebegeschwindigkeit eines Einzelkorns.

$$v_s = \sqrt{\frac{4}{3} \cdot \frac{g \cdot x \cdot \rho_s}{c_w \cdot \rho_L}}$$

Die zur pneumatischen Förderung erforderliche Luftgeschwindigkeit v_L errechnet sich aus der Schwebegeschwindigkeit des Einzelkorns sowie dem Geschwindigkeitsverhältnis von Gut- und Luftgeschwindigkeit c/v . Bei grobkörnigem Fördergut liegt das Geschwindigkeitsverhältnis bei etwa 0,7.

Formel 43: Berechnung der Luftgeschwindigkeit.

$$v_L = \frac{v_S}{c/v}$$

Die maximal erreichbare Luftgeschwindigkeit $v_{L,max}$ ermittelt sich aus dem maximalen Luftvolumenstrom $V_{L,max}$ der pneumatischen Anlage und dem gewählten Saugrohrdurchmesser d_R .

Formel 44: Berechnung der maximal möglichen Luftgeschwindigkeit.

$$v_{L,max} = \frac{V_{L,max}}{3600 * \pi * \frac{1}{4} * d_R^2}$$

Aus der maximalen Luftgeschwindigkeit lässt sich die größtmöglich förderbare Korngröße x_{max} zurück rechnen. Das maximale Eckmaß unregelmäßiger Stückgüter darf den inneren Saugrohrdurchmesser nicht überschreiten.

Formel 45: Berechnung der maximalen Korngröße des Förderguts.

$$x_{max} = \frac{1000 * \left(v_{L,max} * \frac{c}{v} \right)^2 * 3 * c_W * \rho_L}{4 * g * \rho_S}$$

Die Schwebegeschwindigkeit und damit die notwendige Mindest-Luftgeschwindigkeit lassen sich für einen Einzelkörper aus theoretischer Sicht problemlos ermitteln. In der Praxis kommt es jedoch häufig vor, dass sich das Fördergut an bestimmten Stellen im Saugrohr anreichert und dadurch die Feststoffbeladung der Luft in diesem Bereich erhöht. Die benötigte Mindest-Luftgeschwindigkeit muss somit erhöht werden ansonsten würde das Fördergut bei gleichbleibender Geschwindigkeit absinken. Gleiches gilt für Fördergut im Einflussbereich von Einzelkörpern mit großer Korngröße. Das Phänomen begründet sich durch den sog. Windschatteneffekt. Demnach muss bei hoher Feststoffbeladung der Förderluft und grober Korngröße eine höhere Luftgeschwindigkeit erzeugt werden, um eine störungsfreie Förderung sicherzustellen.¹⁹⁷

Berechnung der Druckverluste. Der Gesamtdruckverlust Δp errechnet sich aus der Summe der Einzeldruckverluste, die durch die reine Luftströmung Δp_L , Einzelwiderstände Δp_W , Reibung des Fördergutes Δp_R , Hubarbeit Δp_H , Beschleunigungsarbeit Δp_B und Ablenkung des Förderstroms Δp_K verursacht werden.

¹⁹⁷ Siegel (1991, p. 23)

Formel 46: Berechnung des Gesamtdruckverlusts einer pneumatischen Anlage.

$$\Delta p = \Delta p_L + \Delta p_W + \Delta p_R + \Delta p_H + \Delta p_B + \Delta p_K$$

Für den Druckverlust bei reiner Luftströmung Δp_L gilt:

Formel 47: Druckverlust durch Luftströmung.

$$\Delta p_L = \lambda_L * \frac{l_{ges}}{d_R} * \frac{\rho_L}{2} * v_L^2$$

Der Widerstandsbeiwert für die Luftströmung λ_L liegt üblicherweise bei 0,02. Die Summe der Lufteinzelwiderstände Δp_W kann mit Formel 48 erfasst werden. Lufteinzelwiderstände mit entsprechendem Widerstandsbeiwert ζ entstehen beispielsweise bei Querschnittsänderungen und Filtervorrichtungen.

Formel 48: Druckverlust durch Einzelwiderstände.

$$\Delta p_W = \sum \zeta * \frac{\rho_L}{2} * v_L^2$$

Der Fördergutreibungsverlust Δp_R ermittelt sich mit Hilfe des Widerstandsbeiwertes bezogen auf das Fördergut λ_s und der Gutbeladung μ . Der Widerstandsbeiwert des Fördergutes wird mit 0,018 angenommen. Für eine korrekte Auslegung dieses Beiwertes sind Versuche erforderlich.

Formel 49: Druckverlust durch Reibung des Förderguts.

$$\Delta p_R = \lambda_s * \frac{l_{ges}}{d_R} * \mu * \frac{\rho_L}{2} * v_L^2$$

Der Hubverlust Δp_H bezieht sich auf die Gutbeladung des Förderstroms in einem vertikalen Rohrabschnitt mit der Länge l_v und berechnet sich mit folgender Formel.

Formel 50: Druckverlust durch Hubarbeit.

$$\Delta p_H = \frac{\mu * \frac{\rho_L}{2} * v_L^2 * 2 * l_v * g}{c/v * v_L^2}$$

Das Fördergut wird durch den Luftstrom auf die Fördergutgeschwindigkeit c beschleunigt. Der Beschleunigungsverlust Δp_B verhält sich proportional zum Geschwindigkeitsverhältnis c/v .

Formel 51: Druckverlust durch Beschleunigungsarbeit.

$$\Delta p_B = \mu * \frac{\rho_L}{2} * v_L^2 * 2 * c/v$$

Krümmerverluste Δp_K können ebenfalls als Beschleunigungsverluste bezeichnet werden. Das Fördergut wird durch den Aufprall auf die Rohrwandung auf die Geschwindigkeit $\Delta c/v$ abgebremst und anschließend durch den Luftstrom erneut beschleunigt.

Formel 52: Druckverlust durch Ablenkung (Krümmer) des Förderstroms.

$$\Delta p_K = n_K * \mu * \frac{\rho_L}{2} * v_L^2 * \Delta c/v$$

mit:

$$\Delta c/v = \frac{1}{2} * c/v$$

Mit Berücksichtigung der Feststoffbeladung des Luftstroms μ lassen sich die aufgeführten Druckverluste durch zwei Faktoren für den Druckverlust bei Luftströmung K_L und für den Druckverlust bei Gutströmung K_S zu einem Faktor K zusammenzufassen.

Formel 53: Zusammenfassung der einzelnen Druckverlustfaktoren.

$$K_L = \lambda_L * \frac{l_{ges}}{d_R}$$

$$K_S = \lambda_S * \frac{l_{ges}}{d_R} + \frac{2 * l_v * g}{c/v * v_L^2} + 2 * c/v * \left(1 + \frac{n_K}{2}\right)$$

$$K = K_L + \mu * K_S$$

Der Gesamtdruckverlust einer pneumatischen Sauganlage berechnet sich mit Formel 54. Eine Sauganlage ist in ihrem Druckverlust $\Delta p = 1$ bar begrenzt. Mit Berücksichtigung der Kompressibilität der Luft liegt die wirtschaftliche Betriebsgrenze einer Sauganlage bei einem Druckverlust von etwa 0,5 bar.¹⁹⁸

Formel 54: Druckverlust einer pneumatischen Anlage.

$$\Delta p = p_0 * \left(1 - \left(1 - K * \frac{\rho_L * v_L^2}{p_0}\right)^{0,5}\right)$$

¹⁹⁸ Siegel (1991, pp. 79–114)

Berechnung der Lade- und Förderleistung. Für die Berechnung der durchschnittlichen Lade- und Förderleistung P_{La} (m^3/min) werden die Luftgeschwindigkeit bei mittlere Korngröße des Fördergutes $v_{L,x50}$ und die maximal mögliche Beladung des Luftstroms herangezogen. Die maximale Beladung ermittelt sich aus dem maximalen Unterdruck der Sauganlage. Ebenfalls werden Auslastung und Verfügbarkeit der Sauganlage berücksichtigt.¹⁹⁹

Formel 55: Berechnung der Lade- und Förderleistung pneumatischer Anlagen.

$$P_{La} = v_{L,x50} * \pi * \frac{1}{4} * d_R^2 * \mu * \frac{60}{\rho_S} * A * V$$

6.1.3 Einflussgrößen auf die pneumatische Lade- und Förderleistung

Die Formeln zur Berechnung der pneumatischen Lade- und Förderleistung enthalten bereits die Einflussgrößen. Diese lassen sich in die Kategorien Sauganlage, Fördermittel und Fördergut gliedern. Abbildung 72 fasst die aufgeführten Einflussgrößen schematisch zusammen.

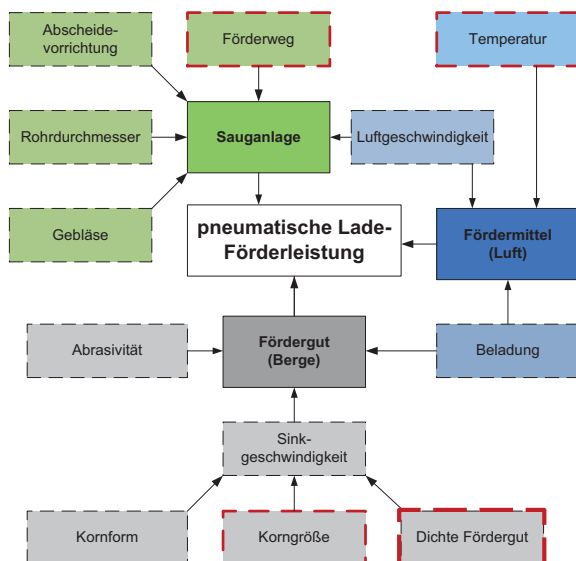


Abbildung 72: Einflussgrößen auf die pneumatische Lade- und Förderleistung

¹⁹⁹ Siegel (1991, pp. 110–114)

Basierend auf den vorhergehend aufgeführten Formeln zur Leistungsberechnung pneumatischer Sauganlagen ist anhand einer Sensitivitätsanalyse in Abbildung 73 der Einfluss von Lufttemperatur, Korngröße und Dichte des Förderguts sowie Länge des vertikalen Förderwegs auf die pneumatische Lade- und Förderleistung dargestellt. Eine Veränderung der Lufttemperatur (berücksichtigte Temperaturspanne: 0 - 40°C) hat einen vergleichsweise geringen Einfluss auf die Leistung pneumatischer Sauganlagen. Bei geringer Korngröße im Haufwerk (100% = 5 cm) oder niedriger Gesteinsdichte (100% = 2.500 kg/m³) ist eine deutlich höhere pneumatische Lade- und Förderleistung erreichbar. Gleiches gilt für eine Verkürzung der vertikalen Förderhöhe (100% = 10 m). Der Einfluss der horizontalen Förderstrecke ist etwas niedriger zu erwarten, da keine Hubarbeit verrichtet werden muss.

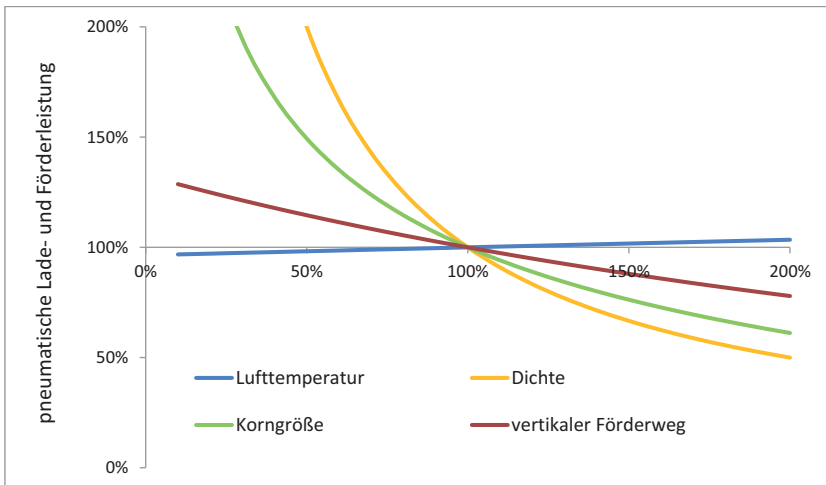


Abbildung 73: Ausgesuchte Einflussgrößen auf die pneumatische Lade- und Förderleistung.

6.2 Pneumatisches Sauberladen der Schachtsohle mittels Saugkübel

Anstatt beim Sauberladen und Bohrfestmachen der Schachtsohle das restliche Haufwerk manuell und mit Hilfe von Druckluft zusammenzutragen, sollen die Berge mit Hilfe eines Saugsystems in den Kübel auf der Sohle geladen werden. Der Einsatz eines sog. Saugkübels soll für eine Steigerung der Leistung beim Sauberladen sorgen und die körperliche Arbeit der Schachthauer reduzieren. Für die Bedienung des Saugsystems sind zwei bis drei Hauer eingeplant, sodass bei ausreichendem Platz auf der Schachtsohle weitere Arbeiten parallel zum Sauberladen durchgeführt werden können. Der grundlegende Betriebsablauf der Teufarbeit verändert sich nicht durch den Einsatz des Saugkübels. Bei Ausfall des pneumatischen Lade- und Fördersystems kann das Sauberladen und Bohrfestmachen der Schachtsohle herkömmlich von Hand erfolgen. Das folgende Kapitel stellt die technische und organisatorische Umsetzung des Saugkübelkonzepts anhand einzelner Systemkomponenten vor.

6.2.1 Konstruktionsprinzip des Saugkübels

Ein Saugkübel besteht aus den Systemkomponenten Saugschlauch, Saugaufsatz, Sammel- und Abscheidebehälter (Kübel), Filter und Ventilator. Abbildung 74 verdeutlicht den grundsätzlichen Aufbau eines Saugkübels anhand einer Konzeptskizze.

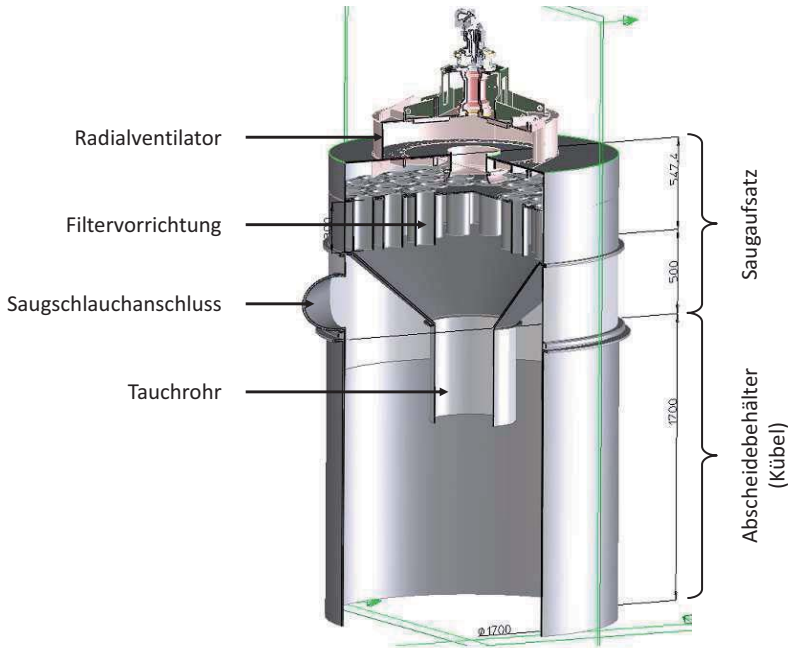


Abbildung 74: Konstruktionszeichnung eines Saugkübels.²⁰⁰

Der Saugluftstrom im Saugschlauch erreicht Spitzengeschwindigkeiten von über 100 m/s. Das eingesaugte Haufwerk wird dadurch ebenfalls extrem beschleunigt und verschleißt die Schlauchwandung. Laut Herstellerangaben erreicht die Lebensdauer eines Saugschlauchs durch die Verwendung von verschleißfesten Gummigemischen 200 bis 1.000 Betriebsstunden, je nach Abrasivität des Förderguts. Der Innendurchmesser des Saugschlauches sollte etwa 250 mm betragen. Dieser Durchmesser gewährleistet, dass einerseits grobkörniges Material eingesaugt werden kann, ohne den Schlauch zu verstopfen und andererseits die Luftgeschwindigkeit im Schlauch ausreichend hoch ist, um schwere Haufwerksbrocken pneumatisch zu fördern. Das spezifische Gewicht eines derartigen Schlauchs liegt bei rund 35 kg/m, bei einer Schlauchwandstärke von etwa 10 mm. Die erforderliche Saugschlauchlänge hängt von der Querschnittsfläche der Schachtsohle und dem Fassungsvermögen des Kübels ab. Ein größerer Kübel

²⁰⁰(RSP GmbH, 2014)

sollte mit einem längeren Saugschlauch ausgerüstet werden, um ein häufiges Kübelumsetzen zu vermeiden.

Das Haufwerk kann nur bis zu einem maximalen Abstand von 400 mm von der Saugöffnung erfasst werden. Die richtige Positionierung der Saugöffnung trägt daher zu einer hohen Ladeleistung bei. Die Handhabung des schweren Saugschlauchs sollte durch einen Manipulator unterstützt werden. Grundsätzlich besteht die Option einen schwenkbaren Ausleger am Saugaufsatz anzubringen, der über einen Bügel den Saugschlauch führt und am Auslegerende in die Vertikale umlenkt. Eine weitere Möglichkeit zur Positionierung des Saugschlauches bietet das bereits vorhandene Greifersystem. Mit Greiferwinde und -bühne steht im Schacht ein System zur Verfügung, das theoretisch den gesamten Schachtquerschnitt erreichen kann (abhängig von der Saugschlauchlänge). Über ein simples Tragsystem, bestehend aus Umlenkrolle und Kette kann der Saugschlauch an die Greiferbirne angeschlagen werden (siehe Abbildung 76). Der Saugschlauch kann nun mit der Greifersteuerung bewegt werden. Seitliche Griffe oberhalb des Saugstutzens helfen bei der manuellen Positionierung der Saugöffnung.

Der Saugaufsatz verbindet über einen tangential angeordneten Anschluss den Saugschlauch mit dem Kübel. Der Saugschlauchanschluss sollte nicht über die Kübelwand hinausreichen, um die Förderung durch die Arbeitsbühne zu ermöglichen. Die Grobgutabscheidung im Bergekübel stellt eine Kombination aus Schwerkraftabscheidung und Zyklonprinzip dar. Die Querschnittsveränderung vom Saugschlauch zum Kübel verlangsamt die Luftgeschwindigkeit, sodass die Schwerkraft ausreicht um schwere Haufwerksbrocken aus dem Luftstrom abzuschneiden. Zudem versetzt der runde Bergekübel die eingesaugte Luft mit dem Haufwerk in Rotation, sodass die Zentrifugalkraft die Partikel radial nach außen treibt. An der Innenwandung des Kübels verlieren die größeren Haufwerksbestandteile durch Reibung ihre kinetische Energie und fallen ebenfalls nach unten auf den Kübelboden.

Als Grobabscheider und Förderkübel können herkömmliche Bergekübel, konstruiert nach DIN 21181, nicht verwendet werden, da die Ösen zum Anschlagen der zweisträngigen Ringkette nach innen in den Kübel ragen. Eine Sonderanfertigung ist erforderlich, damit der Saugaufsatz mittels Gummidichtung, einem Deckel gleich, den Kübel rundherum abdichtet. Nach innen überlappenden Gewebe-Gummimatten

dienen als leicht wechselbarer Verschleißschutz für die Kübelwand. Das freie Volumen der Abscheidekammer reduziert sich mit höherem Füllstand des Kübels, wodurch die Größe des Trennkorns ansteigt. Größere Haufwerksbestandteile gelangen dadurch zum Filter. Der maximale Füllstand liegt nach Herstellerangaben bei rund 80%. Abgesehen davon begrenzt das Tauchrohr den Füllungsgrad. Das Tauchrohr befindet sich im Zentrum des Saugaufsatzes und leitet den Luftstrom weiter zur Filtervorrichtung.

Eine erste Systemvariante sieht vor, Filter und Gebläse inklusive Antrieb in den Saugaufsatz zu integrieren (siehe Abbildung 74). Das eingesetzte Gebläse ist ein Hochleistungseinzelventilator in radialer Ausführung mit rund 200 kW Antriebsleistung. Der Radialventilator erreicht einen maximalen Volumenstrom von 32.000 m³/h und erzeugt dabei einen Unterdruck von 21.000 Pa.²⁰¹ Bei einem Flügelraddurchmesser von 900 mm kann das Radialgebläse gekippt werden, sodass sich die Ventilatorachse in der Vertikalen befindet und die Bauhöhe des Saugaufsatzes reduziert. Als Filtervorrichtung sind zunächst Patronenfilter vorgesehen, die mit einem Druckluftstoß pneumatisch gereinigt werden können. Der Filterkuchen fällt nach der Reinigung in den Kübel zum Grobgut.

Beim zweiten Saugkübel-Konzept befinden sich Filter und Gebläse auf der unteren Ebene der Arbeitsbühne. Der Saugaufsatz kann dadurch leichter und flacher ausgeführt werden. Es besteht die Möglichkeit, mit zwei bis maximal vier in Reihe geschaltete Ventilatoren eine höhere Saugleistung und zudem größere Filter einzusetzen. Ein zweiter Schlauch verbindet den Saugkübel auf der Schachtsohle mit der Filtervorrichtung und dem Gebläse auf der Arbeitsbühne. Der zusätzliche Förderweg (20-30 m) erzeugt einen zusätzlichen Druckverlust, der jedoch vergleichsweise gering ausfällt, da die Beladung der Saugluft durch die vorhergehende Grobgutabscheidung im Kübel stark reduziert ist und der Durchmesser des Verbindungsschlauchs größer gewählt werden kann. Bei der Planung ist auf der unteren Ebene der Arbeitsbühne ausreichend Platz für Filter und Gebläse zu berücksichtigen. Ein Einzelventilator benötigt laut Herstellerangaben inklusive Antrieb etwa 1,5 m x 1,5 m Grundfläche bei einer Bauhöhe von ebenfalls 1,5 m. Eine praktikable Lagerung und Führung des Verbindungsschlauchs ist bei dieser Konzeptvariante zu beachten. Ein Vorteil ist, dass im Vergleich zum kurzen

²⁰¹ RSP GmbH (2014)

Saugschlauch der Verbindungsschlauch leichter und flexibler ausgeführt werden kann, da die Feststoffbelastung und der Verschleiß deutlich geringer zu erwarten sind. Nach Beendigung des Sauberladens besteht die Option, den Schlauch unter der Arbeitsbühne aufzuwickeln oder auf der untersten Arbeitsebene abzulegen. Ein Saugrohr entlang der Schachtwand mit kurzem Verbindungsschlauch zum Saugkübel kann den Anschlussvorgang verkürzen. Es muss jedoch gewährleistet werden, dass das Verbindungsrohr unabhängig von der Arbeitsbühne zur Schachtsohle abgesenkt werden kann oder, falls festinstalliert an der Schachtwand installiert, keine Schäden durch die Sprengung entstehen.

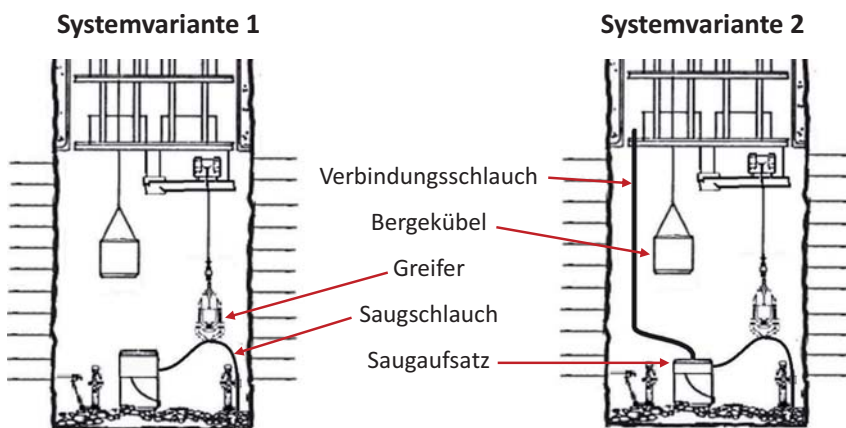


Abbildung 75: Zwei Konzeptvarianten des Saugkübels.²⁰²

6.2.2 Einsatz des Saugkübels auf der Schachtsohle

Ein geeigneter Bergkübel wird auf der Schachtsohle mit dem Saugaufsatz ausgerüstet. Mit Hilfe der Greiferwinde kann der Saugaufsatz angehoben und auf dem Kübel platziert werden. Nach Abschluss der Ladearbeiten ist ein Lagerungsplatz für den Saugaufsatz auf der Arbeitsbühne sinnvoll, um Rüstzeiten gering zu halten. Mit der Fixierung des Aufsatzes auf dem Kübel und der Bereitstellung der Antriebsenergie kann das Sauberladen und Bohrfestmachen der Schachtsohle beginnen.

²⁰² Thyssen Schachtbau GmbH (2014)

Es besteht die Möglichkeit den Kübel während der Ladearbeit auf der Schachtsohle zu platzieren. In diesem Fall ist der Kübelstand so zu wählen, dass unter Berücksichtigung der Saugschlauchlänge und des Fassungsvermögens des Kübels, ein häufiges Umsetzen des Saugkübels vermieden werden kann. Mit Hilfe einer Tragvorrichtung, angeschlagen an den Greifer, kann der schwere Saugschlauch soweit angehoben werden, dass die Saugöffnung vertikal zur Schachtsohle zeigt und sich gleichzeitig nur wenige Zentimeter über dem Haufwerk befindet. Dabei entsteht ein vertikaler Förderweg von rund 3 m. Die grobe Saugschlauchpositionierung erfolgt dann über die Greifersteuerung, während die Feinjustierung über seitliche Griffe am Saugstutzen manuell erfolgt.



Abbildung 76: Saugschlauchführung mit Hilfe des Greifers.²⁰³

Es besteht außerdem die Option, neben dem Saugschlauch auch den Saugkübel an die Greiferwinde einzuhängen. Die Saugschlauchpositionierung ist mit einem drehbeweglich gelagerten Kübel einfacher und die Beanspruchung am Saugschlauchansatz fällt deutlich geringer aus. Mit der Greifersteuerung ist eine flexible Positionierung des Saugkübels möglich, sodass die Saugschlauchlänge geringer gewählt und Saugleistung eingespart werden kann. Für eine stabile Lage des Kübels ist der Saugaufsatz mit drei Anschlagpunkt zu versehen und über eine dreisträngige Kette an die Greiferwinde anzuschlagen. Eine Art Abstandhalter mit

²⁰³ Eigene Darstellung

Umlenkrolle dient zur Führung des Saugschlauchs. Die gezielte Positionierung der Saugöffnung erfolgt wie in den vorhergehenden Konzeptansätzen per Hand. Die Lade- und Förderleistung des Saugkübels ist neben der Saugschlauchpositionierung von der Korngröße des Haufwerks abhängig. Ausgerüstet mit einem Hochleistungseinzelventilator, beträgt die Leistung bei mittel-grober Korngröße (50 mm) rund $0,15 \text{ m}^3/\text{min}$ (ca. $9 \text{ m}^3/\text{h}$). Die manuelle Ladeleistung von vier Schachthauern liegt im Vergleich um etwa 33% niedriger bei etwa $0,1 \text{ m}^3/\text{min}$. Bei geübtem Umgang mit dem Saugschlauch sind durchaus Leistungen bis $0,2 \text{ m}^3/\text{min}$ ($12 \text{ m}^3/\text{h}$) erreichbar.

Neben der Leistungssteigerung der Ladearbeit ist das parallele Durchführen von Arbeitsvorgängen ein wichtiger Aspekt, der zur Verkürzung der Zykluszeit beim Schachtabteufen beiträgt. Zeitgleiches Arbeiten auf der Schachtsohle erfordert ausreichend Platz und eine entsprechende Anzahl an freien und geübten Arbeitskräften. Abbildung 77 verdeutlicht das Sauberladen der Schachtsohle parallel zum Einbringen von Gebirgssicherung, hier in Form von Ankerung und Verzug. Das Aufbringen von Spritzbeton eignet sich hingegen weniger zur Parallelisierung, da eine starke Staubentwicklung zu erwarten ist. Die Sohlenmannschaft besteht in diesem Beispiel aus sechs Schachthauern. Zwei Hauer (1) reichen aus, um den Saugkübel zu bedienen. Es stehen somit vier Arbeitskräfte (2) zur Verfügung, die bereits mit dem Setzen der Anker beginnen können. Die Ankerlänge in diesem Beispiel beträgt 3,5 m. Um ausreichenden Platz für den Ankervorgang zu berücksichtigen, sollte für Bohrhammer mit Stütze eine zusätzliche Länge von etwa 1 m einberechnet werden. Weiterhin ist Platzbedarf für den Bohrkübel und Druckluftschläuche zu beachten. Steht der Kübel auf der Schachtsohle, ist diese entsprechend der Saugschlauchlänge in vier Abschnitte (bzw. zwei Hälften) einzuteilen, die von zwei Kübelständen aus saubergeladen werden. Demnach ist der Saugkübel einmal umzusetzen, im besten Fall nach der Entleerung über Tage. Der Bohrkübel befindet sich hierbei am Schachtmittelpunkt und behindert dadurch nicht die Ladearbeit. Das Sauberladen konzentriert sich zunächst auf eine Hälfte der Schachtsohle, bestehend aus zwei Abschnitten. Auf der gegenüberliegenden Seite erfolgt das Einbringen der Gebirgssicherung. In diesem Beispiel mit hohem Sicherungsaufwand kann rund 50% des Zeitaufwands für die Gebirgssicherung durch die Parallelisierung eingespart werden. Der Parallelisierungsgrad hängt vom Zeitaufwand für das Sauberladen und für das Einbringen der ab.

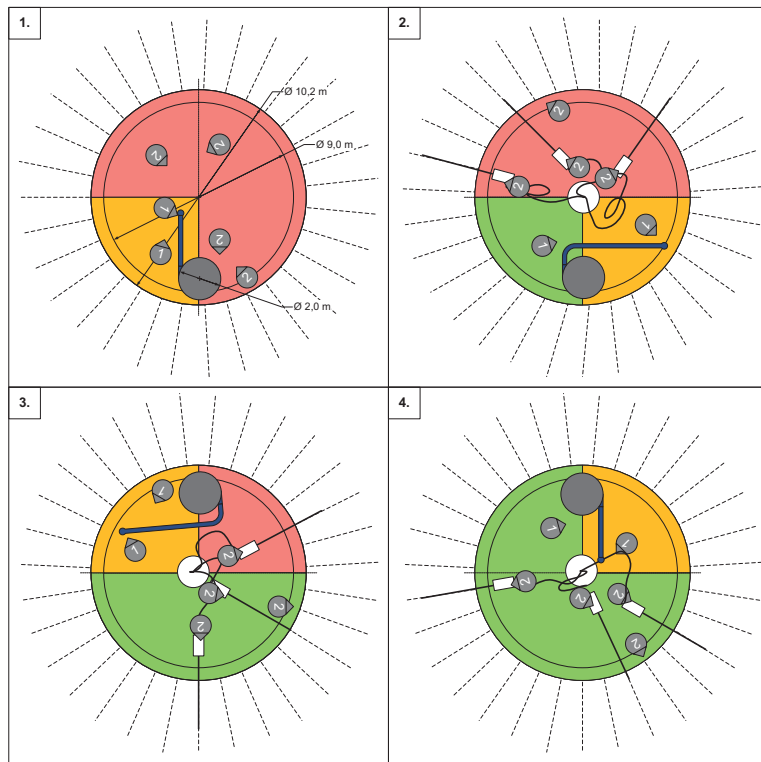


Abbildung 77: Abschnittsweises Sauberladen zeitgleich zum Einbringen der Gebirgssicherung.

6.3 Pneumatisches Laden und Fördern der Berge mittels Saugbühne

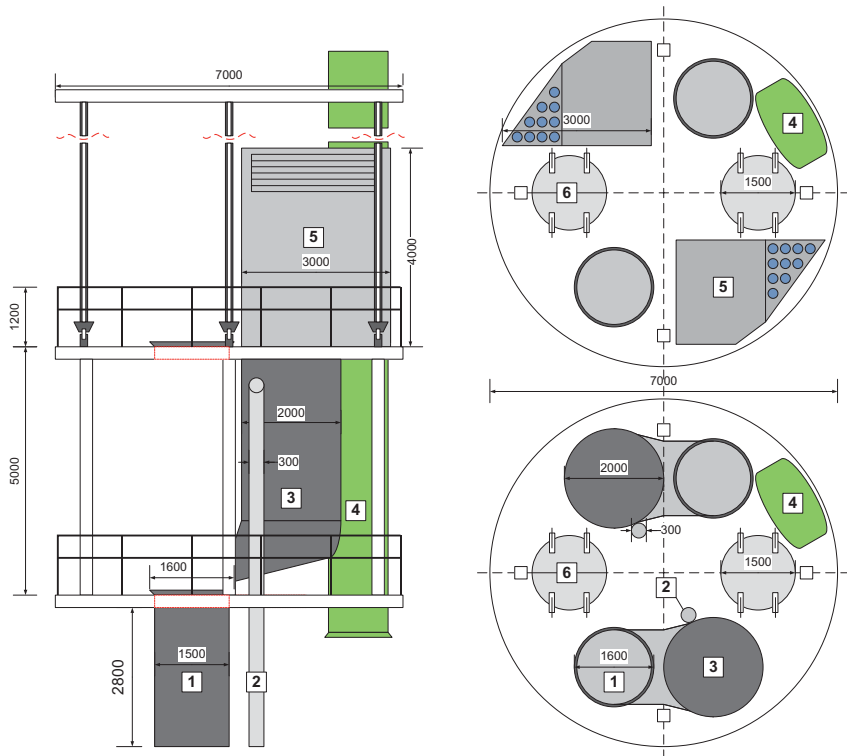
Das Konzept der Saugbühne basiert auf dem Ansatz die Kübelbeladung anstatt auf der Schachtsohle auf der Arbeitsbühne durchzuführen. Hierfür ist eine senkrechte Zwischenförderung der Berge von der Schachtsohle in einen Zwischenbunker auf der Arbeitsbühne erforderlich, die mit einem pneumatischen Saugsystem realisiert werden kann. Die Beladung der Bergekübel erfolgt aus dem Zwischenbunker über eine Art Schurre. Das Beladen der Kübel auf einer höheren Ebene ermöglicht eine Steigerung der Förderleistung, zum einen durch eine schnellere Kübelbeladung aus dem Bunker und zum anderen durch eine Verkürzung der Schleiffahrtstrecke. Theoretisch ist die Verwendung größerer Kübel denkbar, da ein An- und Abschlagen der Kette oder das Drücken des Kübels in den Kübelstand nicht mehr nötig sind. Somit trägt dieses Konzept nicht nur zur Arbeitssicherheit bei, sondern spart auch Arbeitskräfte ein, die während der Lade- und Förderarbeit weitere Arbeitsschritte zeitgleich durchführen können.

6.3.1 Systemkomponenten der Saugbühne

Die Haufwerksaufnahme auf der Schachtsohle erfolgt über einen auslegergestützten Saugschlauch. Dieser leitet den Förderstrom in den Zwischenbunker, der sich auf der unteren Etage der Saugbühne befindet. Um den Transport grobkörniger Berge zu ermöglichen, sollte der Saugschlauchdurchmesser etwa 300 mm betragen und aus verschleißfestem Hartgummi bestehen. Vergleichbar mit dem Saugkübel, fungiert der Zwischenbunker mit kreisrundem Querschnitt gleichzeitig als Abscheidekammer für das grobe Fördergut. Die Luft wird anschließend zur Feinkornabscheidung durch eine Filtervorrichtung und zum Gebläse geleitet. Über einen Luftaustritt verlässt die gereinigte Luft das Saugsystem. Hier kann bei Bedarf ein Schalldämpfer vorgeschaltet werden. Aus Platzgründen befinden sich Filtervorrichtung und Gebläse auf einer zweiten Etage (siehe Abbildung 78, links). Das Gebläse besteht aus in Reihe geschalteten Drei- oder Vierfachventilatoren, die einen Luftvolumenstrom von über 40.000 m³/h und einen Unterdruck bis 55.000 Pa erzeugen. Die hierfür benötigte Antriebsleistung liegt bei rund 450 kW.

Die Integration der aufgeführten Systemkomponenten in ein bestehendes Arbeitsbühnenkonzept ist nicht möglich, da der begrenzte Platz auf den jeweiligen Etagen hauptsächlich für Ausbauarbeiten im Schacht benötigt wird. Es besteht die

Möglichkeit das Saugsystem, vergleichbar mit einer Greiferbühne, auf einer zweietagigen Bühne unterhalb der Ausbaubühne zu montieren. Um den vertikalen Förderweg zu reduzieren ist angedacht, die Saugbühne mit vier schweren Kettenhubzügen verfahrbar auszuführen. Für die Ladearbeit kann die Saugbühne nach der Sprengung separat zur Position der Ausbaubühne abgesenkt werden, sodass der vertikale Förderweg anstatt 30 - 40 m (Position der Arbeitsbühne über der Schachtsohle nach der Sprengung) nur 10 - 15 m beträgt. Der Saugbühnenquerschnitt in Abbildung 78 (rechts) verdeutlicht, dass bei ausreichend großem Schachtdurchmesser (hier 7 m) zwei Saugsysteme zur Steigerung der Lade- und Förderleistung eingesetzt werden können.



1. Kübelstand
2. Saugrohr
3. Zwischenbunker
4. Blechlutten
5. Gehäuse für Ventilator und Filtervorrichtung
6. Materialförderung
7. Bühnenaufhängung

Abbildung 78: Schematische Darstellung einer Saugbühne.²⁰⁴

6.3.2 Einsatz der Saugbühne im Schacht

Nach erfolgter Sprengkontrolle kann die Vorbereitung für die Lade- und Förderarbeit beginnen. Hierfür wird die Saugbühne mit Hilfe der Kettenhubzüge rund 20 - 25 m zur Schachsohle abgesenkt. Die Förderstrecke ist von dem nötigen Sicherheitsabstand bei der Sprengung und der Auflockerung des gesprengten Haufwerks abhängig. Die Kettenhubzüge ermöglichen dabei ein besonders gleichmäßiges Absenken der Saugbühne im Vergleich zu den Bühnenseilen einer

²⁰⁴ Eigene Darstellung

Arbeitsbühne. Es kann eine Senkgeschwindigkeit von etwa 1 m/min angenommen werden, während die Hubgeschwindigkeit bei 0,4 m/min liegt. Vor Beginn der Lade- und Förderarbeit sollte die Saugbühne mit Hilfe von radial angebrachten Schubriegeln gegen die Schachtwand verspannt werden. Nach erfolgter Bereitstellung der Saugbühne kann das Haufwerk eingesaugt werden. Die grobe Steuerung des Saugschlauchs erfolgt dabei mit einem Hydraulikausleger der unterhalb der Saugbühne angeordnet ist. Ähnlich wie beim Saugkübel hängt der letzte Abschnitt des Saugschlauchs frei und zeigt mit der Saugöffnung zur Schachtsohle (siehe Abbildung 79). Die zielgenaue Positionierung der Saugöffnung erfolgt von Hand durch einen Schachthauer auf der Schachtsohle. Pro Saugsysteme werden für die Bedienung zwei Schachthauer benötigt. Ausgehend von einer Sohlenbelegung von sechs Arbeitskräften, können bei Saugsystemen zwei Arbeitskräfte eingespart werden oder weitere Arbeitsvorgänge parallel zur Lade- und Förderarbeit verrichten.

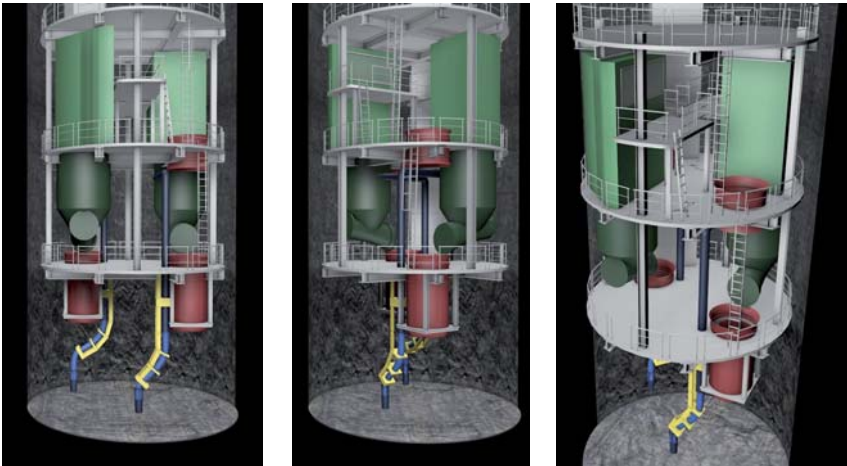


Abbildung 79: Lade- und Förderarbeit mit einer Saugbühne, bestehend aus zwei Saugsystemen.²⁰⁵

Aufgrund der begrenzten Auslegerlänge der Saugschläuche muss die Saugbühne mit fortschreitender Lade- und Förderarbeit abgesenkt werden, bis der komplette Abschlag geladen ist. Da durch die Saugtechnik kein Eingriff in das Haufwerk erfolgt, ist im Gegensatz zur mechanischen Ladetechnik anzunehmen, dass ein Abschlag

²⁰⁵ Eigene Darstellung

mit gleichmäßiger Leistung geladen werden kann. Ein Saugsystem erreicht dabei eine Lade- und Förderleistung von rund $0,5 \text{ m}^3/\text{min}$. Die kontinuierliche Arbeitsweise ermöglicht eine hohe Auslastung der Lade- und Fördertechnik, bei gleichzeitig geringerem Personalaufwand.

Theoretisch kann ein Hauptteil des Haufwerks mit reduzierter Antriebsleistung eingesaugt werden. Bis zu einer Korngröße von etwa 50 mm ist eine Luftgeschwindigkeit von rund 80 m/s erforderlich. Bei maximaler Leistung entsteht im Saugschlauch mit 300 m Durchmesser eine Luftgeschwindigkeit von über 170 m/s, die eine Förderung von Haufwerksbrocken mit bis zu 250 mm Durchmesser ermöglicht. Noch größere Haufwerksbrocken müssen nachzerkleinert oder mit einem separaten Ladegerät herkömmlich in einen Bergekübel auf der Schachtsohle geladen werden. Die pneumatische Lade- und Förderarbeit in den Zwischenbunker erfolgt kontinuierlich, solange der Bunkerfüllstand dies erlaubt. Vergleichbar mit einer Skip-Förderung werden die Berge mit zwei Fördergefäßen nach über Tage transportiert. Während ein Fördergefäß über die Entladeeinrichtung am Zwischenbunker befüllt wird, findet über Tage die Entleerung des zweiten Fördermittels statt. Für beide Vorgänge müssen die Fördergefäße nicht vom Förderseil abgeschlagen werden. Der Befüllvorgang eines 5 m^3 Kübels aus dem Zwischenbunker dauert etwa 30 s. Auf der Saugbühne kann der Durchfahrtstrichter auf der untersten Etage als Kübelstand genutzt werden. Um die Belegschaft vor Steinfall zu schützen, ist der Durchfahrtstrichter mit einer Verschlussklappe auszuführen, die beim Befüllvorgang verschlossen ist. Besteht der Bedarf einen Bergekübel bis zur Schachtsohle abzusenken, beispielsweise für die Seilfahrt oder um große Haufwerksbrocken zu laden, kann die Klappe geöffnet werden.

Zu beachten ist der Einfluss der Saugbühne auf die Schachtbewetterung. Die Frischwetter müssen am Saugluftaustritt vorbeigeführt werden, um den Arbeitsbereich auf der Schachtsohle ausreichend zu bewettern. Außerdem ist auch der Bereich der Ausbaubühne über der Saugbühne mit frischen Wetter zu versorgen. Eine Kombination aus blasender und saugender Bewetterung ermöglicht während der pneumatischen Lade- und Förderarbeit die Versorgung beider Arbeitsbereiche. Die blasende Bewetterung führt der Schachtsohle die nötige Frischwettermenge zu. Über die ausziehende Bewetterung wird gleichzeitig das Saugluftvolumen aufgenommen und über eine Lutte nach über Tage geleitet. Dabei

ist die blasende Bewetterung geringer zu dimensionieren, um mit der ausziehenden Bewetterung die restliche Schachtsäule ebenfalls mit frischen Wettern zu versorgen.

Beim konventionellen Schachtabteufen erfolgt nach der Sprengung das Auswettern der Sprengschwaden. Um diesen Vorgang zu beschleunigen, eignet sich eventuell das Saugsystem, das im „Leerlauf“ die Sprengschwaden erfasst, nach oben hin beschleunigt und somit die Auswetterzeit der Sprengschwaden verkürzt.

7 Kosten und Potentiale zur Leistungssteigerung beim Einsatz pneumatischer Lade- und Fördersysteme

Mit dem vom Verfasser entwickelten Rechenmodell können verschiedene Teufszzenarien simuliert und deren Teufleistung und -kosten in Abhängigkeit zur eingesetzten Lade- und Fördertechnik berechnet werden. Als abschließendes Ergebnis soll der potenzielle Nutzen pneumatischer Lade- und Fördersysteme im Vergleich zu einem herkömmlichen Ladegerät, dem Mehrschalengreifer aufgezeigt werden.

7.1 Teufszzenarien

Für einen umfassenden Vergleich drei Lade- und Fördersysteme:

1. Mehrschalengreifer ($0,8 \text{ m}^3$), manuelles Sauberladen und 3-Kübel-Förderung (Kübelvol. 5 m^3),
2. Mehrschalengreifer ($0,8 \text{ m}^3$), Sauberladen mittel Saugkübel und 3-Kübelförderung (Kübelvol. 5 m^3),
3. Saugbühne mit zwei Saugsystemen und 2-Kübelförderung (Kübelvol. 5 m^3),

werden insgesamt 27 Teufszzenarien mit folgenden Rahmen-, Leistung und Kostenparametern erstellt.

Tabelle 8: Rahmenparameter der Teufszzenarien.

Teufe	Schachtdurchmesser	Abschlagslänge
[m]	[m]	[m]
500	7,0	1,5
1.000	8,5	3,0
1.500	10,0	4,5

Ein vierarmiges Schachtbohrgerät erstellt die Sprengbohrlöcher mit einem Durchmesser von 41 mm. Zum Einsatz kommt ausschließlich gelatinöser Sprengstoff in patronierter Darreichungsform. Neben Schachtdurchmesser und Abschlagslänge hängt der Bohr- und Sprengaufwand pro Abschlag von der maximalen Zielkorngröße ab. Da die Saugbühne nur Haufwerk bis zu einer Korngröße von 250 mm aufnehmen kann, ist ein erhöhter Bohr- und Sprengaufwand zu berücksichtigen. Um eine

maximale Korngröße von 250 mm zu erreichen, werden Bohrlochseitenabstand und Vorgabe kleiner als 0,8 m angesetzt. Die Berechnungen basieren auf dem Kuz-Ram Modell zur Vorhersage der Haufwerksfragmentierung (Anhang I). Der Mehrschalengreifer lädt problemlos größeres Haufwerk, sodass eine größere Vorgabe zwischen 1,0 m und 1,1 m ausreicht. Für den Saugkübel ist die Korngröße kaum von Bedeutung, da davon auszugehen ist, dass bei Beginn des Ladeabschnitts Sauberladen nur noch feine Haufwerksbestandteile auf der Sohle vorliegen.

Die folgende Tabelle fasst die Leistungsdaten der eingesetzten Lade- und Fördersysteme zusammen.

Tabelle 9: Leistungs- und Kostendaten der berücksichtigten Lade- und Fördersysteme (unabhängig der aufgeführten Rahmenparameter).

	Mehrschalengreifer		Saugkübel	Saugbühne
Greifervolumen	1,0 m ³	Antrieb	230 kW	2x450 kW
Ladespiel	36 s	Saugvolumen	25.000 m ³	2x44.000 m ³
Volleingriff	80 m ³ /h	Unterdruck	17.000 Pa	55.000 Pa
red. Leistung	40 m ³ /h	Schlauch-Ø	250 mm	300 mm
Sauberladen	6 m ³ /h	Leistung	8,5 m ³ /h	2x32 m ³ /h
Investitionskosten	1.000.000 €	Investitionskosten	280.000 €	2x720.000 €
Instandhaltungs- u. Reparaturkosten	5 €/h	Instandhaltungs- u. Reparaturkosten	10 €/h	40 €/h

Die veranschlagten Kosten für die aufgeführten Lade- und Fördersysteme basieren teils auf Herstellerangaben (Mehrschalengreifer), teils auf Abschätzungen des Verfassers.²⁰⁶ Die Investitionskosten für die pneumatischen Konzepte wurden vom Verfasser konservativ angenommen. Sie beruhen auf Kostenschätzungen zur Integration des Saugkübelkonzepts in ein laufendes Teufprojekt. Der Einfachheit halber wird in jedem Teufszenario eine Vollabschreibung über die Dauer des fiktiven Schachtbauprojektes angenommen.

Im Vergleich zum Greifer werden für die pneumatischen Saugsysteme deutlich höhere Instandhaltungs- und Reparaturkosten eingeplant. Außerdem wird aufgrund der großen Antriebsleistung ein höherer Energieverbrauch berücksichtigt. Es wird grundsätzlich angenommen, dass für alle Systeme (konventionell und pneumatisch) der zeitliche Aufwand für Instandhaltung und Reparatur nicht zeitkritisch ist.

²⁰⁶ Thyssen Schachtbau GmbH (2014)

Die Förderung der Berge nach über Tage erfolgt mit einer Doppeltrommel-Fördermaschine in 5 m³-Kübeln. Kommt der Mehrschalengreifer für die Ladearbeit zum Einsatz, wird im 3-Kübelbetrieb gefördert. Die Fördergeschwindigkeit liegt bei 10 m/s, die Schleifahrtgeschwindigkeit bei 0,5 m/s. Der Einsatz der Saugbühne verkürzt die Schleifahrtstrecke um rund 10 m, da der Bergekübel nicht bis zur Teufsohle gefahren werden muss.

Von der Schachtsohle aus wird eine Gebirgssicherung in Form von Systemankerung (Ankerdichte: 1 Anker/m², Ankerlänge 2,5 m) und Verzug eingebracht. Bei Verwendung des Saugkübels oder der Saugbühne besteht die Möglichkeit die Gebirgssicherung zum Teil parallel zur Lade- und Förderarbeit einzubringen. Der Parallelisierungsgrad berechnet sich aus den Einsatzzeiten der Saugsysteme im Verhältnis zur Sicherungszeit. Die Schachtauskleidung ist als Betonausbau ausgeführt, der mit Hilfe einer Umsetzschalung eingebracht wird. Die Schalungshöhe beträgt 4,3 m, wobei ein Schalungszwischenraum von 0,2 m zu berücksichtigen ist. Der bewehrte Betonausbau (Bewehrungsstärke: 150 kg/m³) hat eine Wandstärke von 0,4 m. Überschlagsmäßig wird für alle Szenarien angenommen, dass 75% der Ausbaurbeiten parallel durchgeführt werden können.

7.2 Auswertung der Teufszzenarien und Verdeutlichung der Leistungs- und Kostenvorteile pneumatischer Lade- und Förderkonzepte

Zur Beurteilung der pneumatischen Lade- und Fördersysteme werden die Unterschiede hinsichtlich Teufleistung und Teufkosten herausgearbeitet und ausgewertet.

Es stellt sich heraus, dass der Einsatz einer Saugbühne in nahezu allen Teufszzenarien eine Verbesserung der Teufleistung herbeiführt. Ausgenommen sind drei Teufszzenarien mit kurzer Abschlagslänge und geringem Schachtdurchmesser (siehe Abbildung 80).

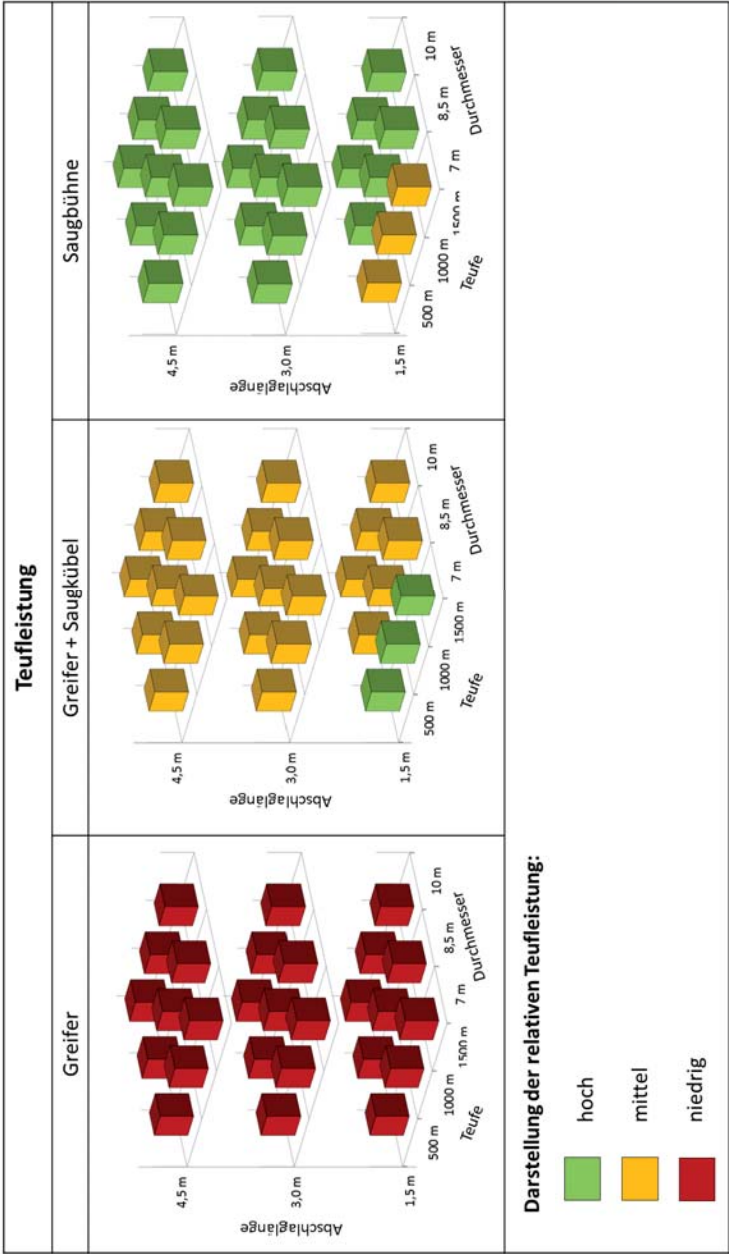


Abbildung 80: Vergleich der Teuffleistung.

Im Hinblick auf die Teufleistung ermöglicht der Saugkübel im Vergleich zum manuellen Sauberladen eine Steigerung zwischen 4,2% und 9,5%. Es zeigt sich, dass bei geringer Abschlagslänge und weitem Schachtdurchmesser die Steigerung der Teufleistung am deutlichsten ist. In diesen Teufszszenarien hat das Sauberladen einen hohen zeitlichen Anteil an der Ladearbeit. Der Saugkübel kann die restlichen Berge auf der Schachtsohle mit vergleichsweise hoher Leistung laden und ermöglicht gleichzeitig das Einbringen von Gebirgssicherung.

Im Vergleich zum Mehrschalengreifer mit manuellem Sauberladen erreicht die Saugbühne eine Leistungssteigerung zwischen 3,9% und 26,9%. Je größer das zu ladende Abschlagsvolumen ist, desto deutlicher fällt die Verbesserung der Teufleistung aus. In diesen Teufszszenarien hat die Lade- und Förderarbeit prozentual den größten zeitlichen Anteil an der Zykluszeit. Außerdem ist der Zeitaufwand für das Einbringen der Gebirgssicherung relativ hoch. Die gleichmäßig hohe Lade- und Förderleistung der Saugbühne verringert den benötigten Zeitaufwand pro Abschlag. In der gleichen Zeit kann das Einbringen der Gebirgssicherung vollständig parallel erfolgen.

In Abbildung 81 und Abbildung 82 werden die relevanten Arbeitsschritte zweier ausgesuchter Teufszszenarien in einem Balkendiagramm dargestellt. Das erste Teufszszenario stellt ein Schachtbauprojekt mit 500 m Teufe, 7,0 m Schachtdurchmesser und 1,5 m Abschlagslänge dar. Hier erreicht der Mehrschalengreifer zusammen mit einem Saugkübel die beste Teufleistung, da zum einen der Zeitaufwand für die Bohr- und Sprengarbeit geringer ausfällt als beim Einsatz einer Saugbühne. Zum anderen ist der Einfluss der Lade- und Förderarbeit auf die Zykluszeit bei geringem Haufwerksvolumen niedriger, sodass die höhere Lade- und Förderleistung der Saugbühne durch den höheren Bohr- und Sprengaufwand aufgehoben wird. Außerdem dauert die Bereitstellung der Saugbühne vergleichsweise lange. Im Vergleich zum alleinigen Einsatz eines Mehrschalengreifers stellt sich heraus, dass bei Verwendung eines Saugkübels besonders das parallele Einbringen der Gebirgssicherung positiven Einfluss auf die Zykluszeit hat.

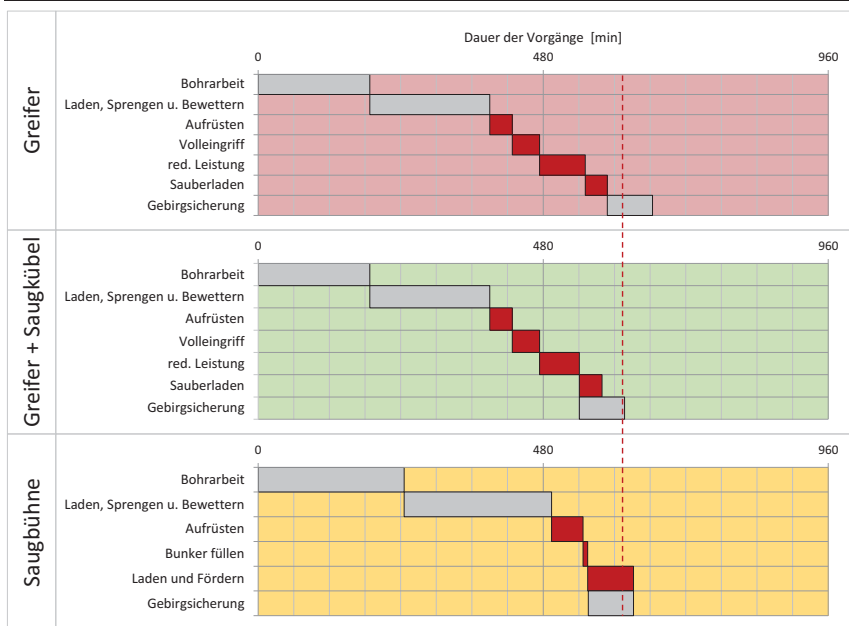


Abbildung 81: Zykluszeiten der Lade- und Fördersysteme bei 500 m Teufe, 7,0 m Schachtdurchmesser und 1,5 m Abschlagslänge.

Liegt nach der Sprengung ein größeres Haufwerksvolumen vor, ist die gleichmäßig hohe Lade- und Förderleistung der Saugbühne von Vorteil. Für einen Abschlag mit 10,0 m Schachtdurchmesser und einer Abschlagslänge von 4,5 m beträgt der Zeitaufwand für das Laden und Fördern des Abschlags rund 10 h. Ein Mehrschalengreifer benötigt für das gleiche Abschlagsvolumen über 14 h und damit fast 30% länger. Weiterhin kann das Setzen der Gebirgssicherung vollständig parallel zur Lade- und Förderarbeit durchgeführt werden. Die Verwendung eines Saugkübels verkürzt immerhin geringfügig die Lade- und Förderarbeit und ermöglicht in diesem Szenario einen Parallelisierungsgrad von etwa 25% für das Sichern des Gebirges.

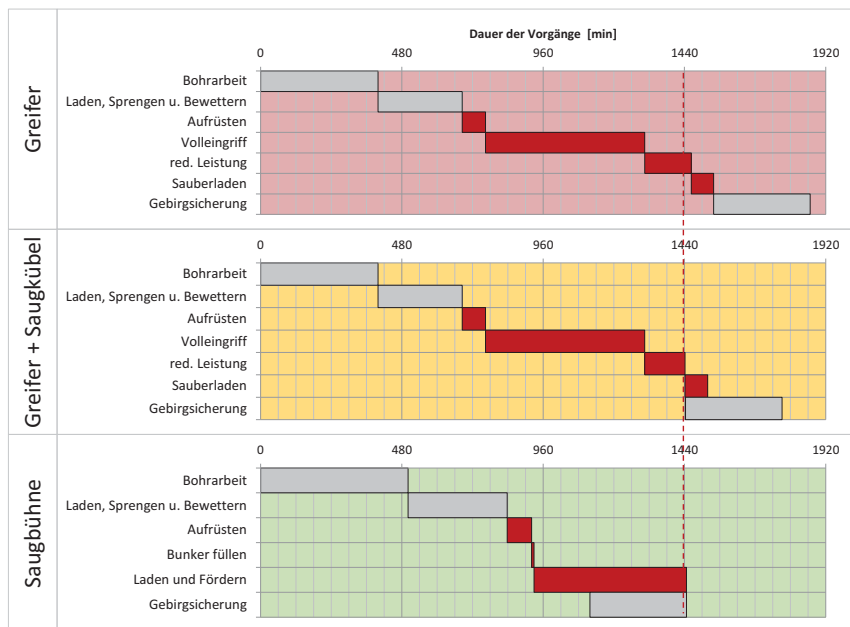


Abbildung 82: Zykluszeiten der Lade- und Fördersysteme bei 1500 m Teufe, 10,0 m Schachtdurchmesser und 4,5 m Abschalglänge.

Es zeigt sich, dass eine Leistungssteigerung durch die pneumatischen Lade- und Förderkonzepte nicht zwingend zu einer Reduzierung der Teufkosten führt. Der Mehrschalengreifer stellt bei Schachtbauprojekten mit geringen Teufen und mittlerem Abschlagsvolumen die kostengünstigste Alternative dar. Bei diesen Rahmenbedingungen sind die geringeren Investitions- und Betriebskosten von Vorteil. Gleichzeitig ist der Leitungsnachteil beim Sauberladen bei längeren Abschlügen kaum ausschlaggebend für die Teufleistung. Der Szenarienvergleich verdeutlicht jedoch, dass sich die geringe Ladeleistung des mechanischen Greifers bei geringen Abschlagslängen negativ auf die Teufkosten auswirkt und hier das Sauberladen mit einem Saugkübel nicht nur eine Leistungssteigerung, sondern abhängig vom Schachtdurchmesser eine Reduzierung der Teufkosten zwischen 0,2% und 3,3% erzielt. Die Verwendung einer Saugbühne amortisiert sich bei Schachtbauprojekten mit großer Endteufe, weitem Schachtdurchmesser und langen Abschlügen. In solchen Fällen können aufgrund der höheren Teufleistung zwischen 0,8% und 3,5% der Teufkosten eingespart werden.

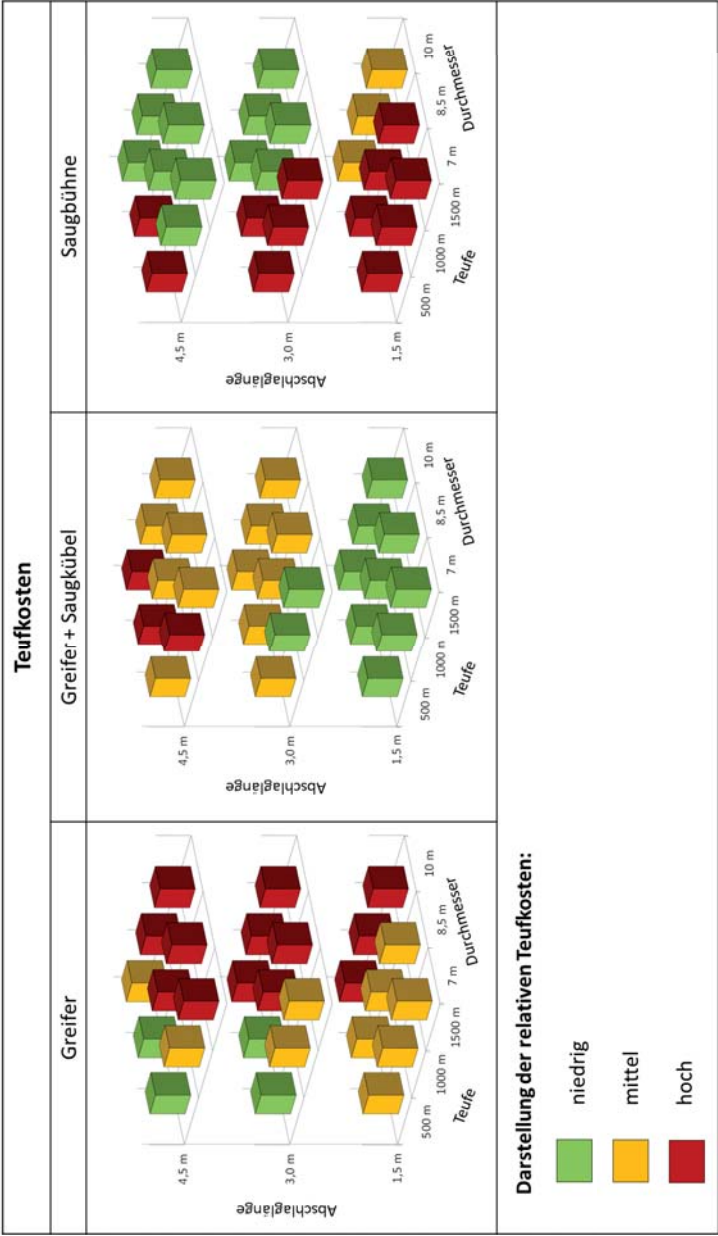


Abbildung 83: Vergleich der Teufkosten.

8 Diskussion und Ausblick

Ziel der vorliegenden Arbeit ist die Konzeptentwicklung pneumatischer Lade- und Fördersysteme für das konventionelle Schachtabteufen. Die Konzepte sollen dabei zu einer Steigerung der Teufleistung und Reduzierung der Teufkosten beitragen. Mit dem Saugkübel und der Saugbühne liegen zwei erfolgsversprechende Konzepte vor. Die Grundlage beider Konzepte bildet eine Analyse der wichtigsten Einflussgrößen auf Leistung und Kosten eines konventionellen Schachtabteufprojekts. Es konnte bestätigt werden, dass in Abhängigkeit von den Rahmenparametern Teufe, Schachtdurchmesser und Abschalaglänge, die Lade- und Förderarbeit maßgeblichen Einfluss auf die Teufleistung und damit auf die entstehenden Projektkosten hat.

Die Auswertung der Teufszzenarien zeigt, dass die Integration pneumatischer Lade- und Fördersysteme in das konventionelle Schachtabteufen die Teufleistung grundsätzlich verbessern kann, indem einerseits die Lade- und Förderleistung gesteigert und außerdem der Parallelisierungsgrad für das Einbringen der Gebirgssicherung erhöht wird. Höhere Investitions- und Betriebskosten für die Lade- und Fördersysteme können durch die gesteigerte Teufleistung unter entsprechenden Rahmenbedingungen ausgeglichen werden und tragen sogar zu einer Reduzierung der Teufkosten bei.

Neben den quantitativen Bewertungsgrößen Teufleistung und Kosten sind die pneumatischen Lade- und Förderkonzepte qualitativ hinsichtlich der Arbeitssicherheit zu bewerten. Sowohl mit dem Saugkübel als auch mit der Saugbühne können gefährliche manuelle Arbeiten substituiert oder gänzlich vermieden werden. Beim Sauberladen und Bohrfestmachen der Schachtsohle ersetzt der Saugkübel das aus Sicht der Arbeitssicherheit bedenkliche Zusammentragen der Berge mit Druckluftunterstützung und erhöht dadurch die Arbeitssicherheit. Der Kübelstand auf der Saugbühne vermeidet die manuelle Kübelhandhabung. Für den Fall, dass keine Gebirgssicherung von der Schachtsohle aus eingebracht werden muss, kann bei Verwendung beider Saugsysteme die Anzahl der Schachthauer auf der Teufsohle reduziert werden.

Abschließend bedarf es einer kritischen Gesamtbetrachtung der pneumatischen Lade- und Förderkonzepte Saugkübel und Saugbühne, insbesondere vor dem Hintergrund der technischen und organisatorischen Integration der Systeme in das

konventionelle Schachtabteufen. Zudem soll ein Ausblick zur weiteren Vorgehensweise in Bezug auf die Umsetzung beider Konzepte gegeben werden.

8.1 Diskussion des Saugkübelkonzepts

Laut Herstellerangaben ist die technische Umsetzung des Saugkübels möglich, es liegt bereits ein Angebot zur Realisierung eines Prototyps vor. Gleiches gilt für die im Schacht benötigte Bereitstellung der hydraulischen Antriebsleistung. Die organisatorische Integration des Saugkübels in das konventionelle Schachtabteufen erfordert nur eine geringfügige Umstellung des Teufverfahrens, der grundsätzliche Verfahrensablauf wird nicht verändert. Für eine erfolgreiche Umsetzung des Saugkübelkonzepts sind weiterhin die folgenden Aspekte zu berücksichtigen.

Bereitstellung. Wenn die unebene Schachtsohle als Standfläche für den Saugkübel genutzt wird, ist dies bei der Konstruktion zu berücksichtigen. Die Gewichtsverteilung eines nicht befüllten Saugkübels ergibt zwangsläufig ein hohes Kippmoment, da schwere Systemkomponenten wie Ventilator und Hydraulikmotor im oberen Bereich des Saugaufsatzes angeordnet sind. Eine verringerte Bauhöhe des Saugaufsatzes kann das Kippmoment reduzieren und dadurch die Standsicherheit des Kübels erhöhen. Es ist zu beachten, dass bei minimierter Bauhöhe voraussichtlich keine vom Hersteller geplanten Patronenfilter eingebaut werden können, um die nötige Filterfläche zu erreichen. Alternativ könnten beispielsweise kompakte Lamellenfilter zum Einsatz kommen.

Wartung und Verschleiß. Der Saugkübel enthält Bauteile, die sehr hohen Verschleiß durch das beschleunigte Fördergut ausgesetzt sind. Dies sind insbesondere der Saugschlauch und der Verschleißschutz der Kübelwandung. Es ist zu beachten, dass sich während eines Teufprojekts die Eigenschaften des Haufwerks hinsichtlich Korngröße, Kornform und Abrasivität ändern können. Für einen möglichst reibungsfreien Betriebsablauf ist einfache Instandsetzung bzw. Austausch der Verschleißteile erforderlich. Die Wartungs- und Instandsetzungsarbeiten sind bestmöglich in den Teufprozess zu integrieren. Optimal finden sie nach erfolgtem Sauberladen und Bohrfestmachen der Schachtsohle statt und laufen parallel zum fortlaufenden Teufprozess. Für die Wartung der pneumatischen Fördertechnik wird entsprechend geschultes Personal benötigt.

Parallelisierungsgrad. Ein wichtiger Aspekt zur Verbesserung der Teufleistung ist das parallele Einbringen der Gebirgssicherung. Die beengten Platzverhältnisse und

der Umgang mit schweren Bohrgeräten zum Einbringen der Anker erfordert sicherlich eine gut ausgebildete und eingespielte Sohlenmannschaft.

Korngröße. Neben der Abrasivität kann die vorliegende Korngröße im Haufwerk ein Ausschlusskriterium für den Einsatz des Saugkübels darstellen. Die Sprengbarkeit des Gesteins und damit die Eigenschaften des Haufwerks auf der Schachtssole nach erfolgter mechanischer Ladearbeit sind projektspezifisch zu ermitteln.

8.2 Diskussion des Konzeptansatzes Saugbühne

Die Saugbühne besteht ausschließlich als Konzeptansatz, seitens des Herstellers sind bis dato keine konkreten Planungen zur technischen Umsetzung erfolgt. Die Berechnungen zur Lade- und Förderleistung sind jedoch durch Experten bestätigt.

Bereitstellung. Um die vertikale Förderstrecke zu minimieren ist die Hubvorrichtung in Form der vier Kettenhubzüge ein wichtiger Bestandteil der Saugbühne. Das in Kapitel 3.8.2 beschriebene Kletterbühnensystem arbeitet mit einem vergleichbaren Funktionsprinzip. Daher kann angenommen werden, dass der Konzeptansatz der verfahrenbaren Saugbühne unter diesem Gesichtspunkt technisch umsetzbar ist. Zu klären ist der Einfluss der Saugbühne auf die oberhalb befindliche Ausbaubühne und die Bühnenseilaufhängung.

Wartung und Verschleiß. Der grundsätzliche Aufbau und die Funktionsweise beider Saugsysteme ist ähnlich, sodass auch bei der Saugbühne die Komponenten Saugschlauch und Abscheidekammer (Zwischenbunker) vornehmlich dem Verschleiß durch das Fördergut ausgesetzt sind. Der Verschleiß am Saugschlauch ist deutlich höher einzuordnen, da die Saugbühne eine höhere Luftgeschwindigkeit erzeugen kann und der Saugschlauch länger ist. Zudem ist die Einsatzzeit einer Saugbühne deutlich länger als bei einem Saugkübel. Ein Saugschlauchwechsel ist mit einigem Aufwand verbunden und durch das Eigengewicht von ca. 300 kg nur mit technischer Unterstützung möglich. Zu klären ist, ob für die Wand der Abscheidekammer ein Verschleißschutz benötigt wird, da der Zwischenbunker nicht wie der Saugkübel gleichzeitig als Fördergefäß dient. Eine begrenzte Schwächung der Bunkerwand hätte keine gravierenden Folgen.

Parallelisierungsgrad. Der hohe Parallelisierungsgrad von bis zu 100% von pneumatischer Lade- und Förderarbeit und Gebirgssicherung trägt beim Saugbühnenkonzept einen entscheidenden Anteil zur Steigerung der Teufleistung

bei. Die begründeten Annahmen zum Parallelisierungsgrad müssen in Abhängigkeit zu den Rahmenbedingungen eines Projekts, also hinsichtlich Schacht- und Abschlagsgeometrie, Sicherungsverfahren und Fähigkeit der Sohlenmannschaft überprüft und getestet werden.

Korngröße. Die Auswertung der Szenarien zeigt, dass unter gewissen Rahmenbedingungen die Saugbühne in das konventionelle Schachtabteufen integriert werden kann. Gleichwohl ist ersichtlich, dass die Eignung dieses pneumatische Lade- und Fördersystem stark an die Korngrößenverteilung im Haufwerk geknüpft ist. Basierend auf dem KuzRam-Modell ist es möglich mit entsprechendem Mehraufwand bei Bohr- und Sprengarbeit ein saugfähiges Haufwerk herzustellen. Bei ungünstigen Gebirgseigenschaften, beispielsweise geschichtetes Gebirge oder Trennflächenorientierung horizontal zur Schachtsohle, ist es jedoch schwierig ein Sprengergebnis mit feinkörnigem Haufwerk zu erzielen.

Anders als beim mechanisierten Lösevorgang (Schneiden oder Fräsen) ist beim Bohren und Sprengen davon auszugehen, dass durchaus Abweichungen der prognostizierten Korngrößenverteilung auftreten können. Das mechanisierte Schachtabteufen erzeugt dagegen recht feines Haufwerk mit gleichmäßiger Korngröße.²⁰⁷ Daher sollte das Saugbühnenkonzept in Kombination mit fräsender oder schneidender Teuftechnik geprüft werden.

8.3 Ausblick

Die Modellrechnung in der vorliegenden Arbeit zeigt, dass sowohl das Saugkübelkonzept als auch der Konzeptansatz der Saugbühne zu einer Verbesserung der Teuffleistung und Reduzierung der Teufkosten führen. Mit dem Ziel der Umsetzung beider Konzepte, sollten in einem nächsten Schritt Großversuche mit herkömmlichen Saugbaggern realisiert werden, um die pneumatische Lade- und Förderleistung der Konzepte bei gesprengtem Haufwerk zu bestätigen. Im Optimalfall stehen hierfür Berge eines aktuellen Schachtabteufprojekts zur Verfügung. In einem Steinbruch lassen sich entsprechende Haufwerkseigenschaften ebenfalls simulieren. Bei positivem Ergebnis der Leistungstests kann die Entwicklung eines Prototyps in enger Zusammenarbeit von Saugbaggerhersteller und Schachtbaufirma fortgesetzt werden.

²⁰⁷ Darling (2011, p. 430)

9 Zusammenfassung

Das Schachtabteufen bezeichnet das Auffahren von seigeren oder geneigten Grubenbauen zur Erschließung untertägiger Arbeitsstätten. Prognosen zur Entwicklungen im Bergbau sagen voraus, dass sich die Rohstoffgewinnung in immer größere Teufen verlagert. Der Schachtbau rückt dadurch in den Fokus. Schächte können mittels konventioneller, also mit Bohren und Sprengen, oder mittels mechanisierter Teuftechnik erstellt werden. Bei der Herstellung eines Schachtes stehen neben Gesichtspunkten der Arbeitssicherheit, insbesondere Teufleistung und Teufkosten im Vordergrund. Dem konventionellen Schachtabteufverfahren wird allgemein ein vielseitiges Anwendungsfeld hinsichtlich Gebirgseigenschaften, Teufe und Durchmesser zugesprochen und kommt daher zumeist zum Einsatz. Trotz alledem wurde das Verfahren als solches und im Hinblick auf die Teufleistung in den letzten 30 Jahren nicht wesentlich weiterentwickelt.

Basierend auf einer umfangreichen Recherche beginnt die Arbeit mit einer Analyse vergangener und aktueller Schachtbauprojekte. Im gewählten Zeitraum von heute bis zurück in die 1960er Jahre konnten Daten aus über 650 Schachtbauprojekten weltweit (exklusive China) ausgewertet werden. Es zeigt sich, dass bis in die 80er Jahren ein Großteil der recherchierten Schächte für den Steinkohlenbergbau errichtet wurde. In den folgenden Jahren ist für diesen Bergbauzweig ein kontinuierlicher Rückgang der Schachtbauaktivität erkennbar, während die Anzahl der geteufte Schächte im Erz- und Salzbergbau steigt. Seit den 60er Jahren ist der durchschnittliche Schachtdurchmesser von 5,9 auf aktuell 7,3 m angestiegen. Diese Entwicklung geht einher mit dem Bedarf nach höherer Schachtförderleistung und Wettermenge moderner Bergwerke. Im gleichen Zeitfenster vergrößerte sich die Schachtteufe im Durchschnitt von etwa 680 auf rund 1.000 m. Die Rohstoffgewinnung verlagert sich demnach tatsächlich in größere Teufen. Neue Bergwerke werden errichtet, Tagebaue werden zu Untertage-Betrieben umgewandelt und bestehende Bergwerke erschließen neue Lagerstättenteile durch das Tieferteufen bestehender Schächte. Das Rechercheergebnis zeigt weiterhin, dass rund 70% der aktuellen Schachtbauprojekte mit konventioneller Teuftechnik erstellt werden und bestätigt damit den Stellenwert des Verfahrens. Der Einsatz mechanisierter Teuftechnik begrenzt sich vornehmlich auf standfestes, wasserfreies Gebirge bei geringeren Teufen (<600 m) und Durchmessern (<6 m).

Zu Beginn eines jeden Schachtbauprojekts erfolgt zunächst die Errichtung eines Vorschachtes, der die Einrichtungen der konventionellen Teuftechnik aufnimmt. Im Lockergestein finden Sicherungsverfahren aus der Bauindustrie zur Baugrubenumschließung Verwendung, wie beispielsweise das Spundwand-, Schlitzwand- oder Bohrpfahlverfahren. Die Teufarbeit im Vorschacht erfolgt mit herkömmlichen Tiefbaugeräten. Mit einem Autokran oder Seilbaggern kann das gelöste Haufwerk zu Tage gefördert werden. Ist bereits im Vorschacht für die Lösearbeit Bohr- und Sprengtechnik erforderlich, kommen häufig handgeführter Bohrgeräte oder Bohrlafetten, ausgeführt als Wechselwerkzeug für einen Hydraulikbagger, zur Erstellung der Sprengbohrlöcher zum Einsatz.

Das konventionelle Schachtabteufen beinhaltet vereinfacht dargestellt die zyklischen Arbeitsschritte Bohren, Sprengen, Laden und Fördern sowie Einbringen von Gebirgssicherung und Ausbau. Für die Bohrarbeit auf der Schachtsohle eignen sich handgeführten Bohrgeräte oder spezielle Schachtbohrgeräte. Moderne Schachtbohrgeräte lassen sich in Bezug auf die Verlagerungsform in zwei Gruppen gliedern: Verlagerung im Schacht oder in der Arbeitsbühne. Die erstellten Bohrlöcher dienen als Laderaum für den Sprengstoff, als Freifläche im Einbruch, aber auch als profilgebendes Bohrloch im Bereich des Ausbruchsdurchmessers. Bei der Planung eines Sprengbildes für das Schachtabteufen sind vor allem die Sprengbarkeit des Gebirges, die eingesetzte Sprengtechnik, die Abschlagsgeometrie und das geplante Sprengergebnis zu berücksichtigen. Neben vielen Gemeinsamkeiten zum horizontalen Streckenvortrieb ist jedoch zu beachten, dass das Gebirge entgegengesetzt zur Schwerkraft gelöst und geworfen werden muss, wodurch sich allgemein ein höherer Sprengstoffbedarf ergibt. Beim Hereinsprengen des vollen Schachtquerschnitts sind der Brennereinbruch (Paralleleinbruch) und der Kegeleinbruch (Schrägeinbruch) die gängigsten Varianten. Das stufenweise Schachtabteufen erfolgt üblicherweise mit einem Fächereinbruch. Nach der Sprengung des Einbruchs lösen die Helferbohrlöcher einen Großteil des Abschlags. Deren Anordnung und Beladungsmenge basiert auf empirischen Formeln und Richtwerten. Kranzbohrlöcher befinden sich auf dem äußersten Bohrlochkreis und bestimmen das Profil des Ausbruchquerschnitts. Es werden verschiedene Bohrlochanordnungen vorgestellt, die den verbliebenden Abschlag vollständig lösen und gleichzeitig die Stabilität des umliegenden Gebirges erhalten sollen. Charakteristische Kennzahlen für ein Sprengbild sind unter anderem der

Bohrlochaufwand, der spezifische Sprengstoffaufwand und die Abschlagslänge. Jeweils werden empirische Berechnungsansätze bzw. statistische Richtwerte vorgestellt, die mit selbst erstellten Kennwerten verglichen werden.

Im Anschluss an die Sprengung folgen das Auswettern der Sprengschwaden und die Kontrolle des Sprengergebnisses. Hiernach kann bei positiver Beurteilung die Lade- und Förderarbeit beginnen. Für das heute weitgehend mechanisierte Laden des Haufwerks in den bereitstehenden Bergekübel auf der Schachtsohle stehen unterschiedliche Geräte zur Verfügung. Diese lassen sich in Lademaschinen sowie zwangsgeführte und seilgeführte Ladegeräte unterteilen. Lademaschinen, wie z.B. ein Wurfschaufellader oder Kompaktbagger nutzen das gesprengte Gebirge bzw. die Schachtsohle als Standfläche. Der Wurfschaufellader ist mit einem Raupenfahrwerk und einer Frontschaufel ausgestattet. Mit gefüllter Schaufel manövriert der kompakte Wurfschaufellader rückwärts an den bereitstehenden Bergekübel und entleert den Schaufelinhalt über Kopf. Der Aufbau eines Kompaktbaggers gleicht einem herkömmlichen Hydraulikbagger mit Tieflöffel. Von Vorteil ist die Option weiteres Anbauwerkzeug, beispielsweise einen Hydraulikhammer oder eine Bohrlafette am Hydraulikausleger anzuschlagen. Nach erfolgter Ladearbeit müssen sowohl der Wurfschaufellader als auch der Kompaktbagger zu Tage gefördert werden.

Der leistungsstarke Mehrschalengreifer (oder Polypgreifer), ein seilgeführtes Ladegerät, besteht aus den Systemteilen Greiferbirne, Greiferwinde und Greiferbühne. Die Greiferbirne setzt sich aus spitz zulaufenden Greiferschalen zusammen, das Fassungsvermögen beträgt bis zu 1,2 m³. Unterhalb der Arbeitsbühne ist die Greiferbühne angeordnet, mit der sich die Greiferbirne horizontal positionieren lässt. Das Heben und Senken des Greifers erfolgt mit Hilfe der Greiferwinde.

Der Cryderman Shaft Mucker arbeitet mit einem schwenkbaren Teleskopausleger, an dessen Ende sich ein mittelgroßer Zweischalengreifer befindet. Das zwangsgeführte Ladegerät ist dabei in der Arbeitsbühne verlagert. Durch die begrenzte Reichweite des Auslegers kommen für größere Schachtdurchmesser zwei Cryderman Shaft Mucker zum Einsatz. Bei langen Abschlägen muss die Arbeitsbühne zwischendurch abgesenkt werden.

Als Schachtbagger werden in dieser Arbeit zwangsgeführte Hydraulikausleger mit Tieflöffel bezeichnet, die schwenkbar am Schachtstoß oder drehbeweglich unterhalb

der Arbeitsbühne verlagert sind. Sowohl Reichweite als auch Ladeleistung sind im Vergleich sehr begrenzt, daher finden diese Ladegeräte eher selten Verwendung.

Der gefüllte Bergekübel wird an ein Förderseil angeschlagen und mit einer Fördermaschine nach über Tage transportiert. Dort erfolgt die Kübelentleerung an einer Kippvorrichtung im Fördergerüst. Gängige Kübelgrößen reichen von 3 bis 9 m³. Für eine stabile Förderung bei hoher Seilgeschwindigkeit ist oberhalb des Kübels ein Führungsschlitten angeordnet, der zwischen zwei Führungsseilen gleitet. Mit fortschreitender Teufe nimmt die Förderleistung ab. Bei einer zweitrümmigen Förderung besteht die Möglichkeit einen dritten Kübel hinzuzunehmen, damit die Ladearbeit auch in großen Teufen ohne langes Warten auf den geleerten Kübel erfolgen kann. Hierfür eignen sich leistungsstarke Doppelbobinen-, Doppeltrommel- oder zwei einzelne Trommel-Fördermaschinen.

Ist das durchteufte Gebirge nicht standfest, wird nach erfolgter Lade- und Förderarbeit zum Schutz von Personal und Geräten eine temporäre Gebirgssicherung eingebracht, sobald der Schachtstoß von gelöstem Gebirge befreit ist. Bei fehlender Standsicherheit des Gebirges und langen Abschlügen muss hierfür die Lade- und Förderarbeit unterbrochen werden, das Haufwerk dient dann als Arbeitssohle. Herkömmliche Sicherungsverfahren sind Gebirgsankerung, Verzug aus Maschendraht oder Baustahlmatten und Spritzbeton. Für relativ standfestes und wasserfreies Gebirge können die aufgeführten Sicherungsmaßnahmen als endgültigen Schachtausbau dienen.

Für den permanenten Ausbau stehen weitere Verfahren zur Verfügung, die sich hinsichtlich Ausbaumaterial und Ausführung unterscheiden. Der gebirgsverbundene Schachtausbau mit Beton ist ein weitverbreitetes Verfahren für relativ wasserfreies Gebirge. Der Beton wird mittels Umsetz- oder Gleitschalung von unten nach oben in längeren Abschnitten von 10 - 30 m oder dem Teuffortschritt folgend in 3 - 5 m langen Abschnitten eingebracht. Zwischen den einzelnen Abschnitten sind Trennfugen angeordnet, die dem Ausbau eine gewisse Flexibilität verleihen. Der gusseiserne Tübbingausbau, bestehend aus einer inneren Tübbingsäule und einer äußeren Schicht aus Hinterfüllbeton, eignet sich für wasserführendes und nichtstandfestes Gebirge. Fugenblei oder Kunststoffplatten zwischen den verschraubten Tübbingsegmenten dichtet den Ausbau gegen Wasserzutritt ab. Ebenfalls im lockeren und wasserführenden Gebirge einsetzbar ist der Gleitschachtausbau.

Dieser setzt sich aus einem nachgiebigen Stoßausbau und einem innenliegenden, wasserdichten Beton-Stahlblechzylinder-Verbundausbau zusammen. Zwischen beiden Ausbauteilen befindet sich eine Asphaltfuge, die mögliche Deformationen der äußeren Ausbauschale abfängt.

Ein vom Verfasser entwickeltes Rechenmodell, umgesetzt mit MS Excel, ermöglicht die Analyse der Einflussgrößen auf Teufkosten und –leistung bei unterschiedlichen Rahmenbedingungen. Neben der ausführlichen Literaturrecherche lieferten Expertengespräche und die Befahrung zweier Schachtbauprojekte wichtige Erkenntnisse zur Entwicklung des Rechenmodells.

Die Teufkosten werden maßgeblich von der Schacht- und Abschlagsgeometrie beeinflusst. Mit zunehmender Teufe steigen die Kosten nahezu linear an. Ein größerer Schachtdurchmesser führt ebenfalls zu ansteigenden Teufkosten. Mit einer Verlängerung der Abschlüge kann eine Reduzierung der Teufkosten herbeigeführt werden, da sich die Teufleistung in der Regel erhöht.

In Bezug auf die Teufleistung zeigt sich, dass der Schachtdurchmesser und die gewählte Abschlagslänge den größten Einfluss auf die Zykluszeit haben. Die Vergrößerung beider Einflussparameter führt zu einer Zunahme des Abschlagsvolumens und verlängert dadurch insbesondere den Zeitaufwand für die Lade- und Förderarbeit. Weiterhin steigt der Bohr- und Sprengaufwand durch eine höhere Anzahl an Bohrlöchern bzw. längere Bohrlöcher. Die freigelegte Stoßfläche vergrößert sich ebenfalls, sodass die Arbeitszeit zum Einbringen der Gebirgssicherung entsprechend zunimmt. Dagegen ist der Einfluss der Schachtteufe geringer zu bewerten. Mit zunehmender Teufe verlängert sich die Zykluszeit nur geringfügig, aufgrund der längeren Förderstrecke für Haufwerk-, Material- und Equipmenttransport.

Die Analyse der Einflussgrößen Schachtdurchmesser und Abschlagslänge verdeutlicht zugleich den besonderen Einfluss der Lade- und Förderarbeit auf die Teufleistung. Eine detaillierte Betrachtung dieses Arbeitsvorgangs zeigt, dass vor der eigentlichen Lade- und Förderarbeit das Aufrüsten der Schachtsohle und die Bereitstellungen des Ladegeräts erfolgen. Das Aufrüsten der Schachtsohle gliedert sich in die Arbeitsschritte Sprengkontrolle, Planieren der Schachtsohle und Nachzerkleinerung von Knäppern. Bei Beginn der Lade- und Förderarbeit stellt das Haufwerk das Arbeitsplanum für die Schachthauer und eventuell für das eingesetzte

Ladegerät dar. Eine möglichst ebene Standfläche ist die Grundlage für effizientes und sicheres Arbeiten.

Die Grabbewegung und die Größe des Grabwerkzeugs eines Ladegeräts bestimmen das Abmaß der maximal ladefähigen Korngröße. Anhand der mittels KuzRam-Fragmentationsanalyse bestimmten Korngrößenverteilung im Haufwerk kann der Knäpperanteil im Haufwerk ermittelt und der zu erwartende zusätzliche Zerkleinerungsaufwand für jedes Ladegerät dargestellt werden. Zudem unterscheiden sich die Ladegeräte in ihrer Art der Bereitstellung. Beispielsweise müssen Lademaschinen vergleichsweise aufwendig über Tage an das Förderseil eingehängt und zur Schachtssole gefördert werden. Die Bereitstellung eines Cryderman Shaft Muckers oder eines bühnenintegrierten Schachtbaggers erfolgt durch Absenken der Arbeitsbühne. Der Mehrschalengreifer wird über die Greiferwinde bereitgestellt.

Die mechanische Ladearbeit lässt sich in drei leistungsbezogene Abschnitte unterteilen. Zu Beginn erfolgt die Ladearbeit mit hoher Leistung bei vollem Eingriff in das Haufwerk. Wenn das Grabwerkzeug beim Ladevorgang auf festes Gebirge stößt, reduziert sich die Ladeleistung, da ein optimaler Füllvorgang nicht mehr möglich ist. Mit abnehmendem Haufwerksvolumen auf der Schachtssole sinkt die mechanische Ladeleistung kontinuierlich, bis das manuelle Zusammentragen des Haufwerks durch die Schachthauer effizienter ist. Die volumenmäßigen Anteile der Ladeabschnitte hängen von der Abschlagsgeometrie und der Eindringtiefe des Grabwerkzeugs ab. Bei kurzen Abschlügen und weiten Schachtdurchmessern liegt ein vergleichsweise großer Haufwerksanteil vor, der nicht mit voller Leistung geladen werden kann.

Die Ladeleistung bei vollem Eingriff ergibt sich aus dem Greifervolumen, der Ladespieldauer und dem Füllungsgrad. Ein Ladespiel setzt sich aus Grab- und Entleerungsbewegung sowie den Schwenkvorgängen zusammen. Bei grobstückigem Haufwerk liegt ein höherer Grabwiderstand vor, wodurch die gerätespezifische Grabbewegung länger dauert. Außerdem reduziert sich der Füllungsgrad mit steigender Korngröße.

Die Förderleistung wird durch die Kübelgröße, die Förderspieldauer und Kübelanzahl bestimmt. Den weitaus größten Einfluss auf die Förderleistung hat die Kübelgröße. Die Dauer eines Förderspiels setzt sich aus zwei Förderzeiten und Nebenzeiten für das An- und Abschlügen sowie Entleeren des Kübels zusammen. In geringen Teufen

haben die Nebenzeiten und die Schleichfahrtstrecke deutlich stärkeren Einfluss auf die Förderleistung, als in großer Teufe. Dagegen ist der Einfluss der Fördergeschwindigkeit insbesondere in großen Teufen bedeutend. Allgemeinhin erfolgt die Förderung in geringen Teufen mit einem 2-Kübel-System. Mit fortschreitender Teufe verlängern sich die Förderzeiten zunehmend, sodass sich die Wartezeit auf der Sohle auf den geleerten Kübel stetig vergrößert. Die Auslastung des Ladegeräts sinkt dementsprechend. In größeren Teufen kann daher die Förderleistung durch Hinzunahme eines dritten Kübels gesteigert werden.

Ziel bei der Entwicklung pneumatischer Lade- und Fördersysteme für das konventionelle Schachtabteufen ist die Substitution mechanisierter Lade- und Fördertechniken, die mit einer Steigerung der Lade- und Förderleistung und damit zu einer Verbesserung der Teufleistung führen soll. Bei einer pneumatischen Sauganlage erzeugt ein Radialgebläse einen starken Luftstrom, der das Fördergut, in diesem Fall das gesprengte Haufwerk mit sich reißt. Über einen Saugstutzen wird das Bergematerial aufgenommen, durch den Saugschlauch zu einer Sammel- und Abscheidevorrichtung geleitet und hier aus dem Luftstrom wieder abgeschieden. Der Saugluftstrom verlässt das Saugsystem durch eine Filtervorrichtung nahezu vollständig gereinigt über den Austritt des Radialgebläses. Die wichtigsten Einflussgrößen bei der Auslegung einer pneumatischen Sauganlage sind die Eigenschaften des Förderguts und der Aufbau der Sauganlage. Zu den leistungsbeeinflussenden Förderguteigenschaften zählen insbesondere die Korngröße und Dichte des Haufwerks. Der Einfluss des Anlagenaufbaus auf die pneumatische Lade- und Förderleistung ist durch die horizontale und vertikale Förderweglänge, den Saugschlauchdurchmesser, Ablenkungen des Förderstroms und sonstige Einzelwiderstände gekennzeichnet.

Das Saugkübelkonzept substituiert das manuelle Sauberladen und Bohrfestmachen der Schachtsohle. Stattdessen werden die restlichen Berge auf der Schachtsohle pneumatisch in den Kübel gesaugt. Ziel der Konzeptentwicklung ist eine Steigerung der Ladeleistung für diesen letzten Ladeabschnitt und eine Reduzierung der erforderlichen Arbeitskräfte. Hierfür wird ein geeigneter Kübel mit einem Saugaufsatz ausgestattet. Der Aufsatz beinhaltet das Radialgebläse, eine vorgeschaltete Filtervorrichtung und einen Anschluss für den Saugschlauch. Mit Hilfe einer Tragvorrichtung kann der Saugschlauch an die Greiferbirne angeschlagen werden. Die grobe Positionierung der Saugöffnung erfolgt über die Greifersteuerung, während

die Feinjustierung über seitliche Griffe am Saugstutzen manuell durchgeführt wird. Es ist hilfreich den Saugkübel ebenfalls an die Greiferwinde einzuhängen, um die Beanspruchung des Saugschlauchs zu verringern. Gleichzeitig ist eine flexible Positionierung des Saugkübels möglich, wodurch die Saugschlauchlänge geringer gewählt werden kann. Mit einem Hochleistungseinzelventilator (230 kW) ausgestattet, liegt die pneumatische Ladeleistung in Abhängigkeit von der Fragmentierung des Haufwerks bei rund 9 m³/h und damit 50% höher als die manuelle Ladeleistung von vier Schachthauern. Weiterhin ermöglicht der reduzierte Personalbedarf beim pneumatischen Sauberladen und Bohrfestmachen der Schachtsohle die parallele Durchführung nachfolgender Arbeitsvorgänge, beispielsweise das Einbringen von Gebirgssicherung.

Um eine Steigerung der Förderleistung zu erreichen, verfolgt das Saugbühnenkonzept den Ansatz, die Kübelladung auf der Arbeitsbühne in einem festen Kübelstand durchzuführen. Mit einem pneumatischen Saugsystem sind Haufwerksaufnahme und vertikale Zwischenförderung der Berge von der Schachtsohle bis in einen Zwischenbunker auf der Arbeitsbühne realisierbar. Die Beladung der Kübel erfolgt aus dem Zwischenbunker. Zunächst ermöglicht dieser Konzeptansatz eine schnellere Kübelbeladung im Vergleich zur herkömmlichen Beladung mit einem Ladegerät auf der Schachtsohle. Die Kübelförderung bis zur Schachtsohle ist nicht erforderlich, sodass die Schleifstrecke verringert werden kann. Ein An- und Abschlagen oder Positionieren des Kübels ist durch den festen Kübelstand auf der Arbeitsbühne nicht nötig. Der Konzeptansatz der Saugbühne erhöht dadurch die Arbeitssicherheit und spart Arbeitskräfte ein, die in der gleichen Zeit weitere Arbeiten parallel durchführen können.

Das Saugbühnenkonzept sieht einen auslegergestützten Saugschlauch vor, der auch relativ grobstückiges Haufwerk (bis zu 250 mm Korndurchmesser) mit dem Luftstrom in einen Zwischenbunker auf der unteren Etage leitet. Bei entsprechender Fragmentierung ist keine mechanische Ladearbeit nötig. Im Zwischenbunker wird das Fördergut aus dem Luftstrom abgeschieden und einer Filtervorrichtung sowie dem Gebläse auf einer zweiten Etage zugeführt. Das Gebläse besteht aus in Reihe geschalteten Drei- oder Vierfachventilatoren mit einer Antriebsleistung von etwa 450 kW. Aus Platzgründen ist die Integration der Systemkomponenten in ein bestehendes Arbeitsbühnenkonzept nicht möglich. Stattdessen wird das zweietagige Saugsystem unterhalb der Arbeitsbühne mit vier schweren Kettenzügen eingehängt.

Vor Beginn der Ladearbeit kann die Saugbühne zur Schachtsohle abgesenkt werden, um den vertikalen Förderweg zu reduzieren. Zur Steigerung der Lade- und Förderleistung können bei ausreichendem Schachtquerschnitt zwei Saugsysteme auf der Saugbühne integriert werden. Im Vergleich zur mechanisierten Ladetechnik erfolgt durch die pneumatische Saugtechnik kein Eingriff in das Haufwerk, der Abschalp kann daher mit einer gleichmäßigen Leistung geladen werden. Ein Saugsystem erreicht bei entsprechender Fragmentierung des Haufwerks eine Lade- und Förderleistung von rund 30 m³/h. Bei geringem Personalaufwand ermöglicht die kontinuierliche Arbeitsweise eine hohe Auslastung der Lade- und Fördertechnik.

Mit der Modellrechnung werden abschließend die Potentiale der vorgestellten Konzepte zur Leistungssteigerung und Kostenreduzierung gegenüber einem herkömmlichen Greifersystem aufgezeigt. Die folgenden Lade- und Fördersysteme werden einander gegenüber gestellt:

1. Mehrschalengreifer (0,8 m³), manuelles Sauberladen und 3-Kübel-Förderung (Kübelvol. 5 m³)
2. Mehrschalengreifer (0,8 m³), Sauberladen mittel Saugkübel und 3-Kübelförderung (Kübelvol. 5 m³)
3. Saugbühne mit zwei Saugsystemen und 2-Kübelförderung (Kübelvol. 5 m³)

Für den Vergleich werden insgesamt 27 Teufszszenarien erstellt, die sich hinsichtlich Teufe, Schachtdurchmesser und Abschalplänge unterscheiden. Es wurde beachtet, dass die Saugbühne nur eine maximale Korngröße von 250 mm aufnehmen kann. Basierend auf dem Kuz-Ram Modell zur Vorhersage der Haufwerksfragmentierung ist es mit einem höheren Bohr- und Sprengaufwand möglich, ein ladefähiges Haufwerk für die Saugbühne herzustellen. Für das Saugkübelkonzept ist die maximale Korngröße nicht von Bedeutung, da grobe Haufwerksbrocken zuvor vom Greifer geladen werden können. Der berücksichtigte Parallelisierungsgrad von Ladearbeit und Gebirgssicherung ergibt sich aus der Einsatzzeit der Saugsysteme. Weiterhin werden höhere Investitions- und Betriebskosten für pneumatische Lade- und Fördersysteme beachtet.

Der Einsatz beider Saugsysteme erzielt gegenüber der herkömmlichen Ladetechnik in allen Teufszszenarien eine Steigerung der Teufleistung. Beim Sauberladen und Bohrfestmachen der Schachtsohle mittels Saugkübel liegt die Verbesserung zwischen 4,2% und 9,5%. Bei geringen Abschalplängen und weiten

Schachtdurchmessern ist die Leistungssteigerung durch den Saugkübel am deutlichsten. Die Saugbühne erreicht eine Steigerung der Teufleistung zwischen 3,9% und 26,9%. Durch die kontinuierlich hohe Lade- und Förderleistung und den hohen Parallelisierungsgrad der Gebirgssicherung ist bei großem Abschlagsvolumen die höchste Leistungssteigerung zu erkennen.

Die Auswertung der Teufkosten verdeutlicht, dass die leistungssteigernden Saugsysteme nicht für jedes Teufszenario eine Reduzierung der Kosten bewirken. Bei Schachtabteufprojekten mit geringer Teufe (<500 m) sind die niedrigen Investitions- und Betriebskosten des Mehrschalengreifers von Vorteil. Der Leistungs Nachteil führt bei mittleren Abschlagslängen von rund 3 m und eher kleinen Schachtdurchmessern (<7 m) gegenüber den pneumatischen Saugsystemen nicht zu höheren Teufkosten. Bei geringen Abschlagslängen (<1,5 m) ist festzuhalten, dass der Saugkübel neben der Leistungssteigerung zusätzlich immer eine Verringerung der Teufkosten bewirkt. Dagegen erzielt die Saugbühne einen Kostenvorteil bei kapitalintensiven Schachtbauprojekten mit großer Endteufe und großen Abschlagsvolumen.

Anhand der Teufszenarios wird aufgezeigt, dass mit dem Saugkübel und der Saugbühne zwei aussichtsreiche Konzepte vorliegen, die eine Verbesserung der Lade- und Förderarbeit beim konventionellen Schachtabteufen herbeiführen. Beide pneumatischen Saugkonzepte ermöglichen eine Steigerung der Teufleistung und in Abhängigkeit zu den Rahmenbedingungen Teufe Schachtdurchmesser und Abschlagslänge eine Reduzierung der Teufkosten. Gleichzeitig kann die Arbeitssicherheit bei der Lade- und Förderarbeit verbessert werden, indem unfallträchtige Vorgänge wie beispielsweise die Kübelhandhabung oder das manuelle Sauberladen ersetzt werden und der Personalbedarf auf der Schachtsohle reduziert wird.

Literatur- und Quellenverzeichnis

- Aarekies Brienz AG. (2011).** Preisliste für das Baugewerbe 2011.
- Bansen, H. (1909).** Der Grubenausbau. Berlin: Julius Springer Verlag.
- Bender, W. L. (1999).** Back to Basics - Fundamentals of Blast Design. URL:
<http://www.iseegoldenwest.org/articles/Back%20to%20Basics.pdf>,
Stand: 10.09.2014.
- BG Bau. (1994).** BG-Regel 160: Bauarbeiten unter Tage.
- Brady, B. & Brown, E. (2005).** Rock Mechanics for Underground Mining. New York:
Kluwer Academic Publishers.
- Brake, D. & Nixon, T. (2005).** Current trends and future opportunities in underground
hardrock ventilation practice. Perth: Underground operator's conference.
- Byström, C. (1979).** Handbuch Gesteinsbohren: Theorie und Verfahren.
Atlas Copco.
- Chadwick, J. (1991).** Jumbo Shaft Drilling. Mining Magazine, August 1991, S. 74-77.
- Chadwick, J. (2008).** Going underground, or not. International Mining , August 2008,
S. 48-54.
- Cryderman, W. L. (1952).** Apparatus for use in Shaft Sinking.
US-Patent Nr. 2606679.
- Cunningham, C. (2005).** The Kuz-Ram fragmentation model - 20 years on.
European Federation of Explosives Engineers: Brighton Conference Proceedings,
S. 201-210.
- Darling, P. (2011).** SME Mining Engineering Handbook. Society for Mining,
Metallurgy, and Exploration Inc.
- de la Vergne, Jack. (2003).** Hard Rock Miner's Handbook: Rules of Thumb. North
Bay, Ontario: McIntosh Engineering Inc.
- Deilmann Haniel Mining Systems GmbH. (1999).** Schacht Lerche - Verfahrbare
Arbeitsbühne. Dortmund: Technisches Büro.
- Deilmann Haniel Mining Systems GmbH. (2014a).** Greifersysteme. URL:
[http://www.dhms.com/de/produkte/schachtbauausrustungen/greifersysteme-dh-](http://www.dhms.com/de/produkte/schachtbauausrustungen/greifersysteme-dh-dg.html)
[dg.html](http://www.dhms.com/de/produkte/schachtbauausrustungen/greifersysteme-dh-dg.html), Stand: 02.10.2014.

Deilmann Haniel Mining Systems GmbH. (2014b). Kompaktbagger dh EQ200.

URL: <http://www.dhms.com/de/produkte/bagger/kompaktbagger-dh-eq200.html>,

Stand: 02.10.2014.

Deilmann Haniel Mining Systems GmbH. (2014c). Schachtbohrgerät. URL:

<http://www.dhms.com/de/produkte/schachtbohrgeraete/schachtbohrgeraet-dh-sd3.html>, Stand: 20.10.2014

Deilmann-Haniel. (2012). Bewertungskonzept zum Nachweis der Standsicherheit alter Tübbingsäulen. Dortmund: Interne Unterlagen.

Deutsche Steinkohle AG. (2005). Technische Anforderungen an Schacht- und Schrägförderanlagen (TAS).

DIN 18196. (2011). Erd- und Grundbau - Bodenklassifikation für bautechnische Zwecke. Berlin: Beuth Verlag.

DIN 21181. (2010). Schachtbau - Bergekübel. Berlin: Beuth Verlag.

DIN 21501. (1963). Schachtausbau aus gußeisernen Tübbingen. Berlin: Beuth Verlag.

Douglas, A. (2002). The Development and Application of Long Round (Six Metre) Technology in South African Shaft Sinking Practice. Cairns, Australia: CMMI Congress.

Dyno Nobel. (2010). Blasting and Explosives: Quick Reference Guide. URL: <http://www.dynonobel.com/apac/resource-hub/publications>, Stand: 11.09.2014.

Dyno Nobel. (2013). Explosive Delivery Systems - DynoMiner Shaft. URL: <http://www.dyno>

[nobel.com/apac/resource-hub/products/underground/delivery-systems](http://www.dyno.com/apac/resource-hub/products/underground/delivery-systems), Stand: 11.09.2014.

Eber, W. (2009). Bauverfahren im Spezialtiefbau. URL: http://www.bpm.bv.tum.de/weitereStudiengaenge/lbbau/WS_0809_S_1_05_LB_2_13_06_08%20SpezialTB%2040.pdf, Stand 14.08.2014.

Girmscheid, G. (2010). Leistungsermittlungshandbuch für Baumaschinen und Bauprozesse. Berlin, Heidelberg: Springer Berlin Heidelberg.

Graham, C. & Evans, V. (2008a). The evolution of shaft sinking systems in the western world and the improvement in sinking rates: Part 6 - Shaft sinking from 1970-2007: mechanical excavation. CIM Magazine, Mai 2008, S. 75-77.

- Graham, C. & Evans, V. (2008b).** The evolution of shaft sinking systems in the western world and the improvement in sinking rates: Part 5 - Shaft sinking from 1940-1970: The Golden Age. CIM Magazine, März/April 2008, S. 64-66.
- Graham, C. & Evans, V. (2008c).** The evolution of shaft sinking systems in the western world and the improvement in sinking rates: Part 4 - Shaft sinking from 1900 to 1940: start of the Modern Era. CIM Magazine, Februar 2008, S. 105-107.
- Hammelmann, F. & Albrecht, T. (2006).** Gewerbliche Sprengmittel bei untertägigen Sprengarbeiten. Nobel Hefte 2006, S. 9-18.
- Handke, N., Berger, E., Schmäh, P. & Künstle, B. (2007).** Weiterentwicklung und Perspektiven mechanisierter Schachtteuftechnik. Glückauf Nr. 143, S. 161-172.
- Heiniö, M. (1999).** Rock Excavation Handbock. Sandvik Tamrock Corp.
- Herrenknecht AG. (2013).** Canada: First Operation of a Shaft Boring Roadheader SBR. Schwanau: Herrenknecht AG.
- Herrenknecht AG. (2014).** Shaft Drilling Jumbo (SDJ). URL: <https://www.herrenknecht.com/de/produkte/kernprodukte/mining/shaft-drilling-jumbo-sdj.html>, Stand: 03.10.2014.
- Holewik, E. (1990).** Schachtabteufen mit Sprengvortrieb. Deutsches Patentamt, Patent-Nr.: DE 3712888 A1.
- Hustrulid, W. A. (1982).** Underground Mining Methods Handbook. New York: Society of Mining Engineers of the American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers.
- Institut für Bergbaukunde I. (2014).** Interne Dokumente. Aachen: RWTH Aachen University.
- Jendersie, H. (1969).** Technologie des Kali- und Salzbergbaus. Kali- und Steinsalzbergbau. Leipzig: Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie.
- Joy Global. (2014).** Vertical Shaft Mucker (VSM). URL: <http://www.joy.com/en/Joy/Hard-Rock-Products/Shaft-Sinking.html>, Stand: 03.10.2014.
- Karl Schaeff GmbH & Co Maschinenfabrik. (1997).** Betriebsanleitung und Ersatzteilliste Schachtbagger S16.
- Klein, J. (2002).** Schachtbau. Luxemburg: Amt für amtliche Veröffentlichungen der Europäischen Gemeinschaften, S. 24-29.

- Lopez Jimeno, C. (1995).** Drilling and blasting of rocks. Taylor & Francis.
- Low Cost Mining Ltd. (2012).** LCM Shaft Sinking Rig Jumbo. URL:
http://www.lcmprojects.com/index.php?option=com_content&view=article&id=47&Itemid=53, Stand: 10.03.2014.
- Maidl, B. (2005).** Handbuch des Tunnel- und Stollenbaus. Essen: Glückauf Verlag.
- Mining Technologies International Inc. (2013).** Shaft Jumbo: Presentation for Thyssen Mining and Construction Canada. URL: <http://www.mti.ca/>, Stand: 05.11.2013.
- Mohr, F. (1964).** Schachtbautechnik. Goslar: Hermann Hübener Verlag K.G.
- Moss, S. (2011).** Development and Testing of a Scale Model Clamshell Mucker and Validation by Discrete Element Modelling.
URL: <http://wiredspace.wits.ac.za/jspui/handle/10539/10525?mode=full>, Stand: 07.02.2014.
- Murray & Roberts Cementation. (2010).** Electro Hydraulic Drill Rig. URL:
http://www.sacea.org.za/search_results.asp?search_b=Search&searchT=Electro+Hydraulic+Drill+Rig, Stand: 03.11.2013.
- Murray & Roberts Cementation. (2012).** Shaft sinking: traditional challenged.
Mining Mirror, Nr. 8.
- Neidigh, S. (2012).** Introduction to the Theoretical and Practical Principles of Pneumatic Conveying. Chicago: Neuero Corporation.
- OLKO Maschinentechnik GmbH. (2011).** Greiferwinde. Olfen: Interne Unterlagen.
- Olofsson, S. O. (1990).** Applied explosives technology for construction and mining.
Arla, Sweden: APPLEX.
- Oprema Ravne d.o.o. (2013).** Rock Drills and Pick Hammers. URL:
http://www.opremaravne.si/ang/index.php?option=com_content&view=article&id=7&Itemid=118, Stand: 03.10.2014.
- Orica Explosives. (1999).** Safe and Efficient Blasting in Underground Metal Mines.
Orica Explosives.
- ORICA Germany GmbH. (2010).** Preisliste - Deutschland. URL:
<https://www.oricaminingservices.com/uploads/Germany/Orica%20Preisliste-100701-DE.pdf>, Stand: 02.04.2013.

- ORICA Germany GmbH. (2003a).** Das elektrische Zündsystem. Troisdorf: ORICA Germany GmbH.
- ORICA Germany GmbH. (2003b).** Zündtechnik im Wandel der Zeit: Gestern, heute und morgen. Troisdorf: ORICA Germany GmbH.
- Maas, M.(2014).** Ausrüstungen zum Abteufen von Deilmann-Haniel Mining Systems GmbH: Aktuelle Entwicklungen und Erfahrungen. Beiträge zum I. Internationalen Freiburger Schachtbaukolloquium, S.69-76.
- Pimentel, E. & Anagnostou, G. (2009).** Kritische Bemerkungen zu den Klassifikationssystemen und empirischen Methoden der Felsmechanik. Mitteilungen der Schweizerischen Gesellschaft für Boden- und Felsmechanik, S. 47-67.
- Rasche, W. (1909).** Verriegelungsvorrichtung für schwebende Arbeitsbühnen in Schächten. Deutsches Patentamt, Patent-Nr.: 222705.
- Reuther, E. U. (1989).** Lehrbuch der Bergbaukunde. Essen: Glückauf Verlag.
- Revey, G. (2010).** Tunnels, Shaft and Development Headings Blast Design. URL: www.tunnelcanada.ca/%2FPDFs%2FRevey%25202013TAC%2520Workshop_Blast%2520Design.pdf, Stand: 03.05.2013.
- Rio Tinto. (2011).** Trends in Metall Mining after 2013. Hollywood: Global Metals & Mining Conference.
- Roschlau, H. (1993).** Sprengen: Theorie und Praxis. Leipzig: Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie.
- Roschlau, H. & Heintze, W. (1988).** Bergbautechnologie: Erzbergbau und Kalibergbau. Leipzig: Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie.
- Roy, D. & Roach, D. (1997).** Bulk Loading of Emulsion Explosives in Shaft Sinking.
- RSP GmbH. (2014).** Hochleistungseinzelventilator. URL: <http://www.rsp-germany.com/technologie/ventilatoren/einzel-ventilatoren/>, Stand: 13.07.2013.
- RSP GmbH. (2014).** Konzeptstudie Saugkübel.
- Rubicon Minerals. (2012).** Shaft Deepening at Rubicon's Phoenix Gold Project. URL: <https://www.flickr.com/photos/rubiconminerals/7387470962/in/photostream/>, Stand:20.09.2014.
- Runkler, P. (2006).** Vorrichtung zum Abteufen von Schächten. Deutsches Patentamt, Patent-Nr.: DE 102004053931 A1.

- Thyssen Schachtbau GmbH. (2014).** Konventionelles Schachtabteufen. Mülheim an der Ruhr: Interne Unterlagen.
- Sandvik Mining and Construction. (2012).** Raise Boring Equipment. URL: [http://construction.sandvik.com/sandvik/0120/Internet/Global/S003713.nsf/Alldocs/Raise*boring*products*2ARaise*boring*brochure/\\$FILE/raiseboring12671a.pdf](http://construction.sandvik.com/sandvik/0120/Internet/Global/S003713.nsf/Alldocs/Raise*boring*products*2ARaise*boring*brochure/$FILE/raiseboring12671a.pdf), Stand: 23.08.2013.
- Schaeff, H. (1993).** Schachtbagger. Deutsches Patentamt, Patent-Nr.: DE 29705899 U1
- Schneider, H. (2004).** Physikalisch-chemisches Wirkprinzip moderner Emulsionssprengstoffe. Nobel Hefte, S. 16-19.
- Siegel, W. (1991).** Pneumatische Förderung. Würzburg: Vogel.
- Singh, S. P., Glogger, M. & Willock, D. (2001).** Effect of Fragmentation on Loader Efficiency. Orlando: International Society of Explosives Engineers.
- Soutar, B. N. & O'Connor, R. H. (1988).** The introduction of mechanical shaft drilling in the Gold Field Group. Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, November 1988, S. 369-377.
- Tatiya, R. R. (2005).** Surface and underground excavations: Methodes, techniques and equipment. Leiden: Balkema Publications.
- Tollinsky, N. (2012).** New era of supercaves on the horizon.
URL: <http://www.sudburyminingsolutions.com/4555.html>, Stand: 26.08.2013.
- Trident S.A. (2013).** Eimco Rocker Shovel.
URL: <http://www.tridentsa.co.za/downloads.html>, Stand: 10.09.2014.
- Walker, S. (2012).** Deep Thinking Shaft Design and Safety for a New Generation of Mines. Engineering and Mining Journal, August 2012, S. 38-44.
- Walters, D. M. (2009).** Ventilation for Sinking Vertical, Sub Vertical and Decline Shafts. The Southern African Institute of Mining and Metallurgy: Shaft Sinking and Mining Contractors Conference.
- Wild, H. W. (1984).** Sprengtechnik in Bergbau, Tunnel- und Stollenbau sowie in Tagebauen und Steinbrüchen. Glückauf-Betriebsbücher: Vol. 10. Essen: Glückauf Verlag.
- Wilson, J. W. (1976).** Shaft Sinking Technology and the Future Needs of the Mining Industry. Rapid Excavation and Tunneling Conference Proceedings, S. 103-125.

Zirbes, H. & Gerbig, J. (2014). Schachtausbauarten im Vergleich: Vergleichende Aspekte des gusseisernen Tübbingausbaus mit Beton-Stahlblechzylinder-Verbundausbau. Mülheim an der Ruhr: Thyssen Mining Report 2014/2015.

Abbildungsverzeichnis

Abbildung 1:	Entwicklung der weltweiten Schachtbauaktivität.	5
Abbildung 2:	Anteil der Schachtbauprojekte weltweit in Bezug auf Rohstoffe.....	6
Abbildung 3:	Entwicklung von Durchmesser und Teufe von Tagesschächten.	9
Abbildung 4:	Einsatzspektrum der konventionellen und mechanisierten Teuftechnik.....	11
Abbildung 5:	Darstellung der zyklischen Arbeitsvorgänge beim konventionellen Schachtabteufen.	12
Abbildung 6:	Schachtbohrgeräte ausgewählter Hersteller mit Verlagerung am Schachtstoß bzw. auf der Schachtsohle (1. Deilmann Haniel Mining Systems; 2. Low Cost Mining Ltd.; 3. Herrenknecht AG; 4. Murray & Roberts Cementation).....	24
Abbildung 7:	Systemkomponenten bühnenverlagerter Schachtbohrgeräte.	26
Abbildung 8:	Bühnenverlagerte Schachtbohrgeräte mit übertägiger Lagerung nach der Bohrarbeit.	27
Abbildung 9:	Einteilung ausgesuchter gewerblicher Sprengstoffe.....	31
Abbildung 10:	Zwei pneumatische Ladegeräte für Emulsionsprengstoff.....	35
Abbildung 11:	Aufbau eines elektrischen Zünders. Oben ein Momentzündler, unten ein Zeitzündler mit Verzögerungssatz.	37
Abbildung 12:	Schematische Darstellung einer Dreiantennenschaltung beim Schachtabteufen.	39
Abbildung 13:	Ladungsvarianten von Bohrlöchern mit Sprengschnur und Verstärkerladung.	41
Abbildung 14:	Variante des Stufeneinbruchs für hartes Gebirge.	43
Abbildung 15:	Brennereinbrüche mit spiralförmiger Anordnung der Sprengbohrlöcher.....	47
Abbildung 16:	Schematische Darstellung eines Keileinbruchs mit relevanten Bemaßungen.....	48
Abbildung 17:	Nomogramm zur Dimensionierung eines Keileinbruchs.....	49

Abbildung 18:	Schematische Darstellung eines Kegeleinbruchs.....	51
Abbildung 19:	Sprengbild mit Fächereinbruch.....	52
Abbildung 20:	Profilgenaues Sprengen mittels Line Drilling.	55
Abbildung 21:	Graphische Darstellung der Sprengwirkung von Helfer-, Puffer- und Kranzbohrlöchern nach Holmberg.	57
Abbildung 22:	Bohrlochaufwand in Abhängigkeit zum Schachtquerschnitt.	59
Abbildung 23:	Spezifischer Sprengstoffbedarf in Abhängigkeit zum Schachtquerschnitt.	60
Abbildung 24:	Abschlagslänge in Abhängigkeit zur Schachtquerschnittsfläche.	61
Abbildung 25:	Einteilung der Ladetechnik für das konventionelle Schachtabteufen.	62
Abbildung 26:	Wurfschaufellader der Firma Trident, SA: EIMCO 630 Rockershovel.	64
Abbildung 27:	Ladearbeit auf der Schachtsohle mittels Wurfschaufellader.....	65
Abbildung 28:	Kompaktbagger dh EQ200 der Firma Deilmann Haniel Mining Systems.	67
Abbildung 29:	Ladearbeit mit dem seilgeführten Riddell Mucker.	68
Abbildung 30:	Greiferbirne.	69
Abbildung 31:	Verschiedene Konstruktionsbeispiele von Greiferbühnen.	70
Abbildung 32:	Cryderman Shaft Mucker in ursprünglicher Konstruktionsweise.	72
Abbildung 33:	Cryderman Shaft Mucker.	74
Abbildung 34:	Schematische Darstellung zweier Alimak Shaft Mucker.....	75
Abbildung 35:	Bühnenverlagerter Schachtbagger.....	76
Abbildung 36:	Schematische Darstellung verschiedener Klassen der Gebirgssicherung.	80
Abbildung 37:	Aufbau einer Tübbingsäule mit Hinterfüllbeton und Darstellung eines Tübbingsegments.	83
Abbildung 38:	Gleitender Beton-Stahlblechzylinder-Verbundausbau.....	84

Abbildung 39: Schematische Darstellung der Bewetterungsarten beim Schachtabteufen.	86
Abbildung 40: Einetagige Arbeitsbühne mit Verriegelungsvorrichtung.	89
Abbildung 41: Schrittweiser Klettervorgang einer Arbeitsbühne in Teufrichtung mit gesonderter Kletterbühne.	91
Abbildung 42: Beispielhafte Konstruktionsweise einer Arbeitsbühne mit Umsetzschalung.	93
Abbildung 43: Grundlegender Aufbau des Leistungs- und Kostenmodells.	96
Abbildung 44: Eingabemaske Rahmenparameter: Schacht- und Abschlagsgeometrie.	97
Abbildung 45: Eingabemaske Rahmenbedingungen: Gebirgseigenschaften.	99
Abbildung 46: Eingabemaske Rahmenparameter: Belegung im Schacht und Schichtsystem.	100
Abbildung 47: Eingabemaske Rahmenparameter: Sprengtechnik und Sprengbild.	101
Abbildung 48: Eingabemaske Leistungsparameter: Bohren.	102
Abbildung 49: Eingabemaske Leistungsparameter: Laden, Besetzen, Sprengen und Bewettern.	103
Abbildung 50: Eingabemaske Leistungsparameter: Sohle aufrüsten.	104
Abbildung 51: Eingabemaske Leistungsparameter: Laden bei Volleingriff.	105
Abbildung 52: Eingabemaske Leistungsparameter: Sauberladen und Bohrfestmachen.	105
Abbildung 53: Eingabemaske Leistungsparameter: Fördern.	107
Abbildung 54: Eingabemaske Leistungsparameter: Gebirgssicherung.	109
Abbildung 55: Eingabe Leistungsparameter: Schachtausbau und Schachteinrichtung.	111
Abbildung 56: Eingabemaske Kostenparameter: Teufeinrichtung.	112
Abbildung 57: Eingabemaske Kostenparameter: Personal.	113
Abbildung 58: Eingabemaske Kostenparameter: Energie.	113

Abbildung 59: Eingabemaske Kostenparameter: Bohren und Sprengen.	114
Abbildung 60: Eingabemaske Kostenparameter: Laden und Fördern.....	115
Abbildung 61: Eingabemaske Kostenparameter: Gebirgssicherung.	116
Abbildung 62: Eingabemaske Kostenparameter: Schachtauskleidung	117
Abbildung 63: Ausgabemaske zur Berechnung der Zykluszeit pro Abschlag.	118
Abbildung 64: Ausgabemaske der Teufkosten untergliedert in Investitions- und Betriebskosten.....	118
Abbildung 65: Einfluss der Schacht- und Abschlagsgeometrie auf Teufleistung und -kosten.	120
Abbildung 66: Entwicklung der Zykluszeit beim konventionellen Schachtabteufen in Abhängigkeit zur Schacht- und Abschlagsgeometrie.....	121
Abbildung 67: Anteile der leistungsbezogenen Ladeabschnitte in Abhängigkeit zur Abschlagsgeometrie.	125
Abbildung 68: Ladeleistung ausgewählter Ladegeräte bei vollem Eingriff in das Haufwerk.	126
Abbildung 69: Einflussgrößen der Förderleistung in Abhängigkeit zur Teufe.	128
Abbildung 70: Förderleistung in Abhängigkeit zur Teufe und Kübelanzahl.	129
Abbildung 71: Aufbau einer pneumatischen Sauganlage.....	133
Abbildung 72: Einflussgrößen auf die pneumatische Lade- und Förderleistung ...	137
Abbildung 73: Ausgesuchte Einflussgrößen auf die pneumatische Lade- und Förderleistung.	138
Abbildung 74: Konstruktionszeichnung eines Saugkübels.	140
Abbildung 75: Zwei Konzeptvarianten des Saugkübels.	143
Abbildung 76: Saugschlauchführung mit Hilfe des Greifers.	144
Abbildung 77: Abschnittsweises Sauberladen zeitgleich zum Einbringen der Gebirgssicherung.	146
Abbildung 78: Schematische Darstellung einer Saugbühne.	149

Abbildung 79: Lade- und Förderarbeit mit einer Saugbühne, bestehend aus zwei Saugsystemen.	150
Abbildung 80: Vergleich der Teufleistung.....	156
Abbildung 81: Zykluszeiten der Lade- und Fördersysteme bei 500 m Teufe, 7,0 m Schachtdurchmesser und 1,5 m Abschlagslänge.....	158
Abbildung 82: Zykluszeiten der Lade- und Fördersysteme bei 1500 m Teufe, 10,0 m Schachtdurchmesser und 4,5 m Abschlagslänge.....	159
Abbildung 83: Vergleich der Teufkosten.	160
Abbildung 84: Einflussgrößen auf die Haufwerksfragmentierung.....	197

Tabellenverzeichnis

Tabelle 1:	Aktuelle Schachtbauprojekte.....	7
Tabelle 2:	Übersicht ausgewählter Verfahren zur Vorschachtsicherung.....	15
Tabelle 3:	Anordnung der Sprengbohrlöcher im Brennereinbruch.....	45
Tabelle 4:	Angaben zu Vorgabe und Seitenabstand von Helferbohrlöchern für mittelhartes Gebirge.....	53
Tabelle 5:	Schachtausbauverfahren im Vergleich.....	85
Tabelle 6:	Einteilung der Gebirgsklassen mittels RMR-System.....	98
Tabelle 7:	Sprengstoffkosten.....	114
Tabelle 8:	Rahmenparameter der Teufszszenarien.....	153
Tabelle 9:	Leistungs- und Kostendaten der berücksichtigten Lade- und Fördersysteme (unabhängig der aufgeführten Rahmenparameter).....	154

Abkürzungsverzeichnis

ANC	Ammoniumnitrat Kohlenstoff
ANFO	Ammonium Nitrat Fuel Oil
DHMS	Deilmann Haniel Mining Systems
FBL	Freibohrloch
HF	Hardness Factor (dt. „Faktor für Gesteinshärte“)
HK	Herrenknecht AG
JCF	Joint Condition Factor (dt. „Faktor für Trennflächenzustand“)
JF	Joint Factor (dt. „Faktor für Trennflächenbeschreibung“)
JPA	Vertical Joint Plane Angle Factor (dt. „Faktor für Trennflächenneigung“)
JPS	Vertical Joint Plane Spacing Factor (dt. „Faktor für Trennflächenabstand“)
LCM	Low Cost Mining Ltd.
MRC	Murray & Roberts Cementation
RDI	Rock Density Influence (dt. „Faktor für Gesteinsdichte“)
RQD	Rock Quality Designation Index (dt. „Durchtrennungsgrad des Gebirges“)
RMD	Rock Mass Description (dt. „Faktor für Gefügebeschreibung des Gebirges“)
RMR	Rock Mass Rating System (dt. „Gebirgsklassifizierung“)
TAS	Technische Anforderungen an Schacht- und Schrägförderanlagen
VOD	Velocity of Detonation (dt. „Detonationsgeschwindigkeit“)

Symbolverzeichnis

A	Gesteinsfaktor
A	Auslastung [%]
A_{Aus}	Schachtquerschnittsfläche [m ²]
ABS_{ANFO}	Absolute Bulk Strength ANFO (dt. „absolutes Energiepotential von ANFO bezogen auf die Volumeneinheit“)
ABS_{Ex}	Absolute Bulk Strength (dt. „absolutes Energiepotential von bezogen auf die Volumeneinheit“)
AWS_{ANFO}	Absolute Weight Strength ANFO (dt. „absolutes Energiepotential von ANFO bezogen auf die Sprengstoffmasse“)
AWS_{Ex}	Absolute Weight Strength (dt. „absolutes Energiepotential bezogen auf die Sprengstoffmasse“)
c_W	Widerstandsbeiwert
c/v	Verhältnis von Gut- und Luftgeschwindigkeit
d_{Aus}	Ausbruchsdurchmesser Schacht [m]
d_{BL}	Bohrlochdurchmesser [mm]
d_{FBL}	Durchmesser Freibohrloch im Brennereinbruch [mm]
d'_{FBL}	äquivalenter Durchmesser für freies Großbohrloch im Brennereinbruch [mm]
d_P	Patronendurchmesser[mm]
d_R	Rohrdurchmesser [m]
f_F	Faktor für Füllungsgrad
f_D	Faktor für Gerätedimensionierung
g	Erdbeschleunigung [m/s ²]
H	Strossenhöhe [m]
h_{BS}	Höhe Betonschale [m]
h_T	Tübbinghöhe [m]

k	Gesteinskonstante
K_A	Ankerkosten pro Abschlag [€]
$K_{A/m}$	Kosten pro Ankermeter [€/m]
K_B	Bohrkosten pro Abschlag [€]
K_{BA}	Kosten für Betonausbau pro Schalungsabschnitt [€]
K_{BA/m^3}	Kosten für Betonausbau pro Kubikmeter [€/m ³]
K_{Be}	Kosten für Besatz [€]
$K_{Bew/kg}$	Kosten für Stahlbewehrung pro Kilogramm [€/kg]
$K_{BS/m}$	Bohrstahlkosten pro Meter [€/m]
$K_{FZ/kg}$	Kosten für Faserzuschlag pro Kilogramm [€/kg]
K_{HB/m^3}	Kosten für Hinterfüllbeton pro Kubikmeter [€/m ³]
K_{K+M}	Kosten für Ankerkalotte und Antermutter [€]
K_{RI}	Reparatur- und Instandhaltungskosten [€]
K_S	Sprengstoffkosten pro Abschlag [€]
K_{SB}	Spritzbetonkosten pro Abschlag [€]
K_{SB/m^3}	Spritzbetonkosten pro Kubikmeter [€/m ³]
K_S/kg	Sprengstoffkosten pro Kilogramm [€/kg]
$K_{SL/kg}$	Lagerungs- und Transportkosten pro Kilogramm Sprengstoff [€/kg]
K_{SP}	Kosten pro Schlagpatrone [€]
K_T	Kosten für Tübbingausbau pro Abschlag [€]
K_{TS}	Kosten pro Tübbingsegment [€]
K_V	Verzugkosten pro Abschlag [€]
K_{V/m^2}	Verzugkosten pro Quadratmeter [€/m ²]
K_Z	Kosten pro Zünder [€]
$K_{ZL/m}$	Kosten für Zündleitung pro Meter [€/m]

l_A	Ankerlänge [m]
l_{Abs}	Abschlagslänge [m]
l_{BL}	Bohrlochlänge [m]
l_{ges}	gesamte Förderlänge [m]
l_v	vertikale Förderlänge [m]
l_{LS}	Länge der Ladesäule [m]
l_{ZL}	Länge der Zündleitung
M_{Bew/m^3}	Bewehrungsstärke pro Kubikmeter Beton [kg/m ³]
M_{FZ}	Faserzuschlagsmenge pro Kubikmeter Beton [kg/m ³]
n	Gleichförmigkeitsindex
n_A	Ankeranzahl pro Abschlag
n_{AG}	Anzahl der Ankergeräte
n_{BG}	Anzahl Bohrlafetten / Bohrgeräte
n_{BL}	Anzahl Bohrlöcher
$n_{BL,K}$	Anzahl Kranzbohrlöcher
n_{FBL}	Anzahl Freibohrlöcher im Brennereinbruch
n_K	Anzahl der Krümmer
n_{SH}	Anzahl Schachthauer
n_{TR}	Anzahl Tübbingringe pro Tübbingsatz
n_{TS}	Anzahl Tübbingsegmente pro Tübbingring
Q_{Bew}	Wettermenge [m ³ /h]
q_{BL}	Beladungsmenge pro Bohrloch [kg]
q_{BLt}	Beladungsmenge der Helferbohrlöcher im Bohrlochtiefsten [kg]
$q_{BL,K}$	Beladungsmenge der Kranzbohrlöcher [kg]
Q_S	spezifischer Sprengstoffbedarf [kg/m ³]
q_S	Sprengstoffmenge pro Abschlag [kg]

$P_{F\ddot{o}}$	Schachtförderleistung [m^3/h bzw. Kübel/h]
$P_{La,v}$	Ladeleistung bei Volleingriff [m^3/h]
$P_{La,r}$	Ladeleistung bei reduzierter Leistung [m^3/h]
$P_{La,s}$	Ladeleistung beim Sauberladen und Bohrfestmachen [m^3/h]
$P_{La,SH}$	Ladeleistung pro Schachthauer beim Sauberladen und Bohrfestmachen [m^3/h]
p_0	Umgebungsdruck [Pa]
R	Rückprall Spritzbeton [%]
R_x	Anteil des Haufwerks über der Trennkorngröße x [%]
RBS_{Ex}	Relative Bulk Strength (dt. „effektives Energiepotential bezogen auf die Volumeneinheit“)
RWS_{Ex}	Relative Weight Strength (dt. „effektives Energiepotential bezogen auf die Sprengstoffmasse“)
S	Bohrlochseitenabstand [m]
S_K	Seitenabstand der Kranzbohrlöcher [m]
t_A	Ankerzeit pro Abschlag [min]
$t_{AB,h}$	Arbeitsbühne heben [min]
$t_{AB,s}$	Arbeitsbühne senken [min]
$t_{An/Ab}$	Zeit für An- und Abschlagen des Kübels [min]
t_{AS}	Setzzeit pro Anker [min]
t_B	Bohrzeit pro Abschlag [min]
$t_{B,netto}$	netto-Bohrzeit pro Abschlag [min]
t_{Bew}	Bewetterungszeit nach Sprengung [min]
$t_{BG,auf}$	Bohrgerät einfördern und aufrüsten [min]
$t_{BG,ab}$	Bohrgerät abrüsten und ausfördern [min]
$t_{BL,r}$	Bohrloch reinigen [min]
$t_{BL,r}$	Bohrloch mit Zünd- und Sprengtechnik laden [min]

t_{FS}	Förderspielzeit [min]
t_{GS}	Zeitaufwand Gebirgssicherung pro Abschlag [min]
t_{Kipp}	Zeit für Kübelentleerung über Tage [min]
t_{La}	Ladezeit pro Kübel [min]
t_{LSP}	Ladespieldauer [min]
t_{LSB}	Zeitaufwand für Laden, Sprengen und Bewettern [min]
t_{SB}	Betonierdauer Spritzbeton pro Abschlag [min]
t_{SPB}	Zeitaufwand Sprengbild anreißen [min]
t_{SPK}	Sprengkontrolle [min]
$t_{S/T}$	Umsetzdauer Betonschalung und Tragring [min]
t_T	Einbringzeit pro Tübbingsatz [min]
t_{TS}	Einbringzeit pro Tübbingsegment [min]
t_V	Zeitaufwand für das Anbringen von Verzug [min]
t_F	Förderzeit eines Förderspiels [min]
t_{ZPK}	Zündkreisprüfung [min]
t_{Um}	Umsetzzeit Bohrlafette / Bohrgerät [min]
U	Schachtumfang [m]
UCS	Uniaxial Compressive Strength (dt. „einaxiale Druckfestigkeit“) [MPa]
V	Verfügbarkeit [%]
v_B	Bohrgeschwindigkeit [m/s]
V_{BA}	Betonvolumen pro Schalungsabschnitt [m ³]
v_{BA}	Betoniergeschwindigkeit Betonausbau [m ³ /min]
v_{Bew}	Wettergeschwindigkeit [m/s]
V_E	Vorgabe im Einbruch [m]
V_{Gr}	Greifervolumen [m ³]

V_H	Vorgabe der Helferbohrlöcher [m]
V_{HB}	Volumen Hinterfüllbeton [m ³]
V_K	Vorgabe der Kranzbohrlöcher [m]
V_K	Kübelvolumen [m ³]
v_L	Luftgeschwindigkeit [m/s]
$V_{L,max}$	maximaler Luftvolumenstrom [m ³ /s]
$v_{L,max}$	maximale Luftgeschwindigkeit [m/s]
$v_{L,x50}$	Luftgeschwindigkeit für mittlere Korngröße [Pa]
v_S	Schwebegeschwindigkeit [m/s]
V_{SB}	Spritzbetonmenge pro Abschlag [m ³]
v_{SB}	Betoniergeschwindigkeit Spritzbeton [m ³ /min]
v_v	Anbringgeschwindigkeit Verzug [m ² /min]
v_{HB}	Hinterfüllgeschwindigkeit [m ³ /min]
W	Kantenlänge Einbruch [m]
W	Bohrlochabweichung [m]
x	Bohrlochabstand zum Einbruchsmittelpunkt [m]
x	Korngröße [mm]
x_{50}	mittlere Korngröße [mm]
x_{BA}	Wandstärke Betonausbau [mm]
x_{HB}	Wandstärke Hinterfüllbeton [m]
x_{max}	maximale Korngröße [mm]
x_{SB}	Wandstärke Spritzbeton [mm]
x_{S-AB}	Abstand Arbeitsbühne zur Schachtsohle [m]
Y	Elastizitätsmodul [GPa]
Δp	Gesamtdruckverlust [Pa]
Δp_B	Druckverlust durch Beschleunigungsarbeit [Pa]

Δp_H	Druckverlust durch Hubarbeit [Pa]
Δp_K	Druckverlust durch Ablenkung des Förderstroms [Pa]
Δp_L	Druckverlust durch Luftströmung [Pa]
Δp_R	Druckverlust durch Reibung des Förderguts [Pa]
Δp_W	Druckverlust durch Einzelwiderstände [Pa]
φ_A	Ankerdichte [Anker/m ²]
φ_{Ex}	Sprengstoffdichte [kg/m ³]
φ_S	Fördergutdichte [kg/m ³]
φ_L	Luftdichte [kg/m ³]
λ_L	Widerstandsbeiwert Luftförderung
λ_S	Widerstandsbeiwert Fördergut
ζ	Widerstandsbeiwert für Lufteinzelwiderstände
μ	Gutbeladung des Förderstroms

Anhänge

Anhang I: Fragmentierungsvorhersage mittels Kuz-Ram-Modell

Ein erfolgreiches Sprengergebnis ist unter anderem durch die Fragmentierung (Korngrößenverteilung) des Haufwerks gekennzeichnet. Die Korngrößenverteilung im Haufwerk beeinflusst nahezu alle Betriebsvorgänge im Bergbau, von der Lade- und Förderarbeit bis hin zur Aufbereitung. Letzteres spielt jedoch beim konventionellen Schachtabteufen keine Rolle. In Abhängigkeit zur Lade- und Fördertechnik sind unterschiedliche Anforderungen an die Ladbarkeit des Haufwerks hinsichtlich minimaler und maximaler Korngröße gegeben. Weiterhin beeinflusst die Korngrößenverteilung den Füllfaktor von Grabwerkzeugen und Fördermitteln. Je grobstückiger das Haufwerk vorliegt, desto geringer ist der Füllfaktor. Die Fragmentierung des Haufwerks kann durch das Bohrverfahren, das Sprengbild und die Sprengtechnik beeinflusst werden. Dem gegenüber stehen, als nicht-steuerbare Einflussgrößen, die anstehenden Gebirgsverhältnisse. Eine Übersicht der Einflussgrößen findet sich in Abbildung 84.

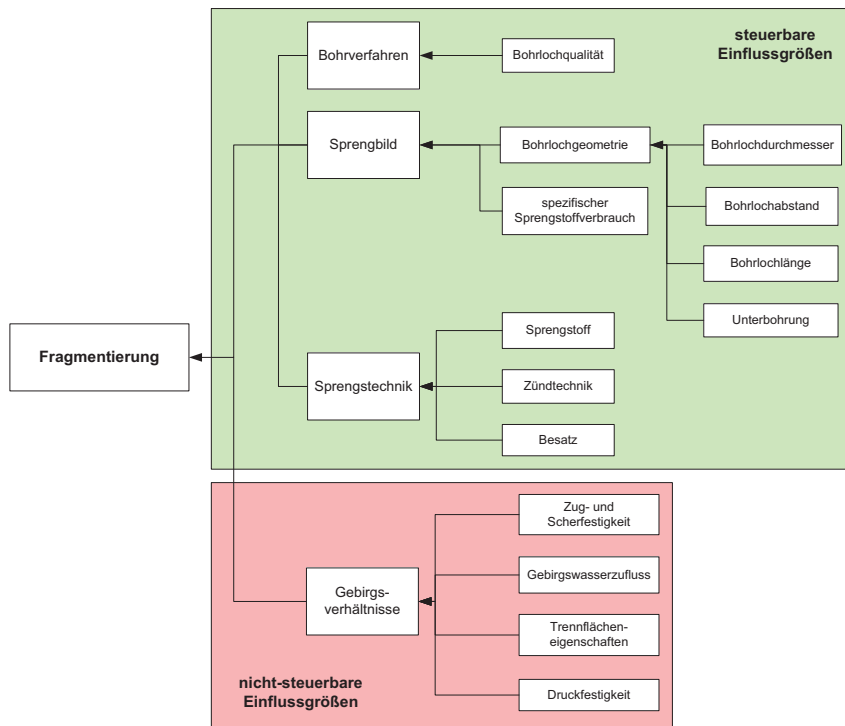


Abbildung 84: Einflussgrößen auf die Haufwerksfragmentierung.

Für massives Gebirge gilt im Allgemeinen, dass mit zunehmender Druckfestigkeit des Gesteins ein höherer Sprengstoffaufwand erforderlich ist, um eine ausreichende Zerkleinerung zu erzielen. Während plastische Gesteine (mit Ausnahme von Salz) generell schlecht zu sprengen sind, müssen bei elastischen Gesteinen zähe und spröde Gesteinen unterschieden werden. Beispielsweise ist für die Zerkleinerung von Basalt, ein zähes Gestein, ein vergleichsweise hoher Sprengstoffaufwand nötig. Bei gestörtem Gebirge beeinflussen die Trennflächeneigenschaften die Fragmentierung in unterschiedlicher Weise. Liegt eine Schieferung oder Schichtung des Gebirges parallel zur Bohrlochrichtung vor, ist zwar ein hoher Sprengstoffaufwand erforderlich, jedoch ist keine übermäßig grobe Fragmentierung des Haufwerks zu erwarten. Bei einer Bankung des Gebirges (Trennflächen lotrecht zur Bohrlochrichtung) liegt dagegen nach Sprengung häufig sehr grobstückiges Haufwerk vor. Hier ist es dienlich sowohl Sprengstoffbeladung pro Bohrloch als auch Vorgabe und Bohrlochseitenabstand geringer zu dimensionieren. Steht gebräches Gebirge an, ist

davon auszugehen, dass nach der Sprengung eine relativ feine Fragmentierung im Haufwerk vorliegt. Vorgabe und Bohrlochseitenabstand können entsprechend großzügig gewählt werden.²⁰⁸

Für eine Prognose der Fragmentierung des Haufwerks nach der Sprengung kann das Kuz-Ram-Modell von Cunningham verwendet werden. Das empirische Modell basiert auf der Annahme, dass bei massivem Gebirge eine Sprengladung mit höherer Energiemenge zu einer feineren Fragmentierung des Haufwerks führt. Der besondere Vorteil dieses Vorhersagemodells liegt in seiner Einfachheit und der Möglichkeit der täglichen Anwendung in der Praxis. In den zurückliegenden Jahren wurde das Modell stetig verbessert. Das heutige Kuz-Ram-Modell basiert auf vier Hauptformeln.²⁰⁹

Formel 56: Kuznetsov-Gleichung.

$$x_{50} = A * Q_S^{-0,8} * q_{BL}^{1/6} * \left(\frac{115}{RWS_{ANFO}} \right)^{19/20}$$

mit x_{50} = mittlere Korngröße in cm, A = Gesteinsfaktor (variiert zwischen 0,8 und 22), Q_S = spezifischer Sprengstoffbedarf in kg/m³, q_{BL} = Lademenge Sprengstoff pro Bohrloch in kg und RWS_{ANFO} = effektives Energiepotential einer Sprengstoffmasse bezogen auf ANFO (115 ist das effektive Energiepotential von TNT).

Formel 57: Rosin-Rammler-Gleichung.

$$R_x = \exp \left(-0,693 * \left(\frac{x}{x_{50}} \right)^n \right)$$

mit R_x = Anteil des Haufwerks über der Trennkorngröße x und n = Gleichförmigkeitsindex (variiert im Regelfall zwischen 0,7 und 2).

Formel 58: Gleichförmigkeitsindex.

$$n = \left(2,2 - \frac{14 * V}{d_{BL}} \right) * \sqrt{\left(\frac{1 + S/V}{2} \right)} * \left(1 - \frac{W}{V} \right) * \left[\text{abs} \left(\frac{BCL - CCL}{l_{LS}} \right) + 0,1 \right]^{0,1} * \frac{l_{LS}}{H}$$

²⁰⁸ Roschlau (1993, pp. 125–127)

²⁰⁹ Cunningham (2005)

mit V = Vorgabe in m, S = Bohrlochseitenabstand in m, d_{BL} = Bohrlochdurchmesser in mm, W = Bohrlochabweichung in m, l_{LS} = Länge der Ladesäule in m, BCL = Länge der Ladesäule im Bohrlochtiefsten in m, CCL = Länge der restlichen Ladesäule und H = Strossenhöhe (bzw. Abschlagslänge) in m.

Formel 59: Gesteinsfaktor.

$$A = 0,06 * (RMD + RDI + HF)$$

wobei RMD (rock mass description) das Gebirge beschreibt, RDI (rock density influence) die Gesteinsdichte und HF (hardness factor) die Gesteins Härte berücksichtigt. Der RMD -Wert für gebräches Gebirge liegt bei 10, für massives Gebirge bei 50. Das Gebirge gilt als massiv, wenn der Trennflächenabstand größer als der Bohrlochabstand ist. Bei klüftigem Gebirge wird der RMD -Wert mittels empirischen Trennflächenfaktor JF (joint factor) mit folgender Formel ermittelt:

Formel 60: Trennflächenfaktor.

$$JF = (JCF * JPS) + JPA$$

wobei JCF (joint condition factor) den Trennflächenzustand beschreibt. Der JCF -Wert variiert zwischen 1,0 für nicht durchgehende, kleine Kluftöffnungen mit rauer Oberfläche und 2,0 für durchgehende, große Kluftöffnungen (>5 mm) mit weicher Kluftfüllung. Der JPS -Wert (vertical joint plane spacing factor) bewertet den Abstand vertikaler Trennflächen. Ein geringer Abstand < 0,1 m ergibt einen JPS -Wert = 10 (feinstückiges Haufwerk). Liegt der Trennflächenabstand zwischen 0,1 m und 0,3 m beträgt der JPS -Wert = 20 (ein größere Menge, nicht abgebohrte Gesteinsbrocken sind vorhanden und führen zu gröberer Fragmentierung des Haufwerks). Ein Trennflächenabstand von 0,3 m bis 95% vom Bohrlochabstand ergibt einen JPS -Wert von 80 (einige sehr grobstückige Haufwerksbrocken können sich im Haufwerk befinden). Bei einem Abstand der Trennflächen größer als der Bohrlochabstand, liegt der JPS -Wert bei 50, es wird ein massives Gebirge angenommen. Die Neigung der Trennfläche wird mittels JPA -Wert (vertical joint plane angle) berücksichtigt, der zwischen 20 und 40 liegt.

Für weicheres Gestein (Elastizitätsmodul $Y < 50$ GPa) berechnet sich der HF -Faktor mit Hilfe des Elastizitätsmodul. Bei härterem Gestein wird die einaxiale Druckfestigkeit (UCS , MPa) verwendet.

Formel 61: Faktor für Gesteinshärte.

$$Y < 50 \text{ GPa} \Rightarrow HF = \frac{Y}{3}$$

$$Y > 50 \text{ GPa} \Rightarrow HF = \frac{UCS}{5}$$

Anhang II: RMR-System

I _n	Parameter	Beurteilungsgrößen	Bewertung						
I ₁	Gesteinsfestigkeit	einaxiale Druckfestigkeit in MPa	>= 251 MN/m²	101 - 250 MN/m²	51 - 100 MN/m²	26 - 50 MN/m²	6 - 25 MN/m²	1 - 5 MN/m²	<= 1 MN/m²
Wert			15	12	7	4	2	1	0
I ₂	Durchtrennung des Gebirges	ROD-Wert in %	91 - 100 %	76 - 90 %	51 - 75 %	26 - 50 %	1 - 25 %		
Wert			20	17	13	8	3		
I ₃	Trennflächenabstand	in mm	>= 2001 mm	601 - 2000 mm	201 - 600 mm	61 - 200 mm	0 - 60 mm		
Wert			20	15	10	8	5		
I ₄	Trennflächenzustand	Oberfläche, Material, Verlauf	Sehr raue Oberflächen nicht durchgehend, kleine Klüftöffnungen	Leicht raue Oberfläche, harte Klüftwandung, Klüftöffnung < 1 mm	Leicht raue Oberfläche, weiche Klüftwandung, Klüftöffnung = 1 mm	Glatte Oberfläche, Klüftöffnung = 1-5 mm, Klüftfüllung, durchgehende Klüfte	Weiche Klüftfüllung, Klüftöffnung > 5 mm, durchgehende Klüfte		
Wert			30	25	20	10	0		
I ₅	Gebirgswasser	in l/min oder genereller Zustand	1 - 10 l/min	1 - 10 l/min	11 - 25 l/min	26 - 125 l/min	>= 126 l/min		
			vollständig trocken	trocken	feucht	Wasser unter mäßiger Druck	schwierige Gebirgswasserverhältnisse		
Wert			15	10	7	4	0		
I ₆	Trennflächenorientierung	Längs- und Querneigung zum Grubenbau	sehr günstig	günstig	mäßig günstig	ungünstig	sehr ungünstig		
Wert			0	-2	-5	-10	-12		

Lebenslauf

Persönliche Daten

Name:	Kratz
Vorname:	Thorsten
Geburtsdatum:	06.11.1984
Geburtsort:	Düsseldorf
Staatsangehörigkeit:	Deutsch
Sprachkenntnisse:	Englisch (aktuelles Niveau: CEFR C1) Französisch (aktuelles Niveau: CEFR B2)

Schulausbildung

08/1995 – 07/2004	Konrad Adenauer Gymnasium in Langenfeld, Abschluss mit allgemeiner Hochschulreife
-------------------	--

Hochschulausbildung

10/2004 – 03/2011	Studium des Bergbauingenieurwesens an der RWTH Aachen; Abschluss als Diplom-Ingenieur
-------------------	--

Berufliche Laufbahn

02/2009 – 02/2009	Betriebspraktikum bei RWE Power AG, Tagebau Hambach
09/2009 – 10/2009	Betriebspraktikum bei RAG auf Bergwerk West
09/2010 – 11/2010	Betriebspraktikum und Anfertigen der Diplomarbeit bei Caterpillar Mining (ehemals Bucyrus Europe GmbH), Lünen
07/2009 – 03/2011	Studentische Hilfskraft am Institut für Bergbaukunde I, RWTH Aachen University
03/2011 – 03/2015	Beschäftigung als Projektingenieur und wissenschaftlicher Mitarbeiter am Institut für Bergbaukunde I (BBK I) der RWTH Aachen University
seit 03/2015	Beschäftigung als Projektleiter bei Thyssen Schachtbau GmbH, Bereich Schachtbau und Bohren

Kurzzusammenfassung

Der Bau eines Schachtes dient vornehmlich der Erschließung untertägiger Arbeitsbereiche, z.B. für den Bergbau und den Tunnelbau. Die Kriterien eines geeigneten Abteufverfahrens sind, neben der Arbeitssicherheit, insbesondere die Teufleistung und die Teufkosten. Das konventionelle Schachtabteufverfahren, gekennzeichnet durch den Einsatz von Bohr- und Sprengtechnik, hat sich durch seine Flexibilität hinsichtlich der Schachtteufe, des Durchmessers und der zu durchteufenden Gebirgseigenschaften bewährt. Die Auswertung der weltweiten Schachtbauaktivität bestätigt die besondere Bedeutung der konventionellen Teuftechnik. Rückblickend auf die letzten Jahrzehnte zeigt sich jedoch, dass das Verfahren, trotz der häufigen Anwendung, nur wenig weiterentwickelt wurde. Zu Beginn der Arbeit wird zunächst der Stand der konventionellen Schachtbautechnik umfassend beschrieben. Die Darstellungen fließen in die Entwicklung eines Leistungs- und Kostenmodells für das konventionelle Schachtabteufen, mit dessen Hilfe die Analyse der Einflussgrößen auf Teufleistung und –kosten möglich ist. So steigen beispielsweise die Kosten eines Schachtbauprojektes mit zunehmender Teufe und größerem Schachtdurchmesser an. Lässt sich die Abschlagslänge vergrößern, kann die Teufleistung gesteigert werden, wodurch die spezifischen Kosten sinken. Durch lange Abschläge fällt ein großes Haufwerksvolumen an. Der Arbeitsschritt Laden und Fördern hat daher maßgeblichen Anteil an der Zykluszeit und damit auf die Teufleistung bzw. die spezifischen Kosten. Es wird daher eine detaillierte Analyse der Einflussgrößen der Lade- und Förderarbeit durchgeführt, auf dessen Grundlage die Entwicklung zweier pneumatischer Lade- und Förderkonzepte für das konventionelle Schachtabteufen basiert: der Saugkübel und die Saugbühne. Der Saugkübel trägt zu einer Leistungssteigerung beim Sauberladen und Bohrfestmachen der Schachtsohle bei. Die Saugbühne ermöglicht die Ladearbeit eines kompletten Abschlags mit kontinuierlicher Leistung und verbessert gleichzeitig die Förderleistung. Beide Konzepte erlauben aus sicherheitstechnischer Sicht eine Parallelisierung weiterer Arbeitsschritte auf der Schachtsohle. Gleichzeitig ermöglicht der geringere Personalbedarf zur Bedienung der Saugtechniken paralleles Arbeiten ohne Aufstockung der Schichtbelegschaft. Gleichzeitig können in beiden Fällen unfallträchtige Arbeitsvorgänge vermieden werden. Trotz der vergleichsweise höher ausfallenden Investitions- und Betriebskosten der pneumatischen Lade- und Förderkonzepte kann durch die Leistungssteigerung eine Reduzierung der spezifischen Teufkosten erzielt werden.

Abstract

Shafts provide a vertical and an inclined connection from surface to underground working areas, e.g. for mining and tunnel construction operations. The selection criteria of a suitable sinking method are, beside occupational safety, the sinking performance and sinking costs. The frequently applied conventional shaft sinking method, using drilling and blasting techniques, allows almost any shaft geometry and challenging ground conditions can be sunk through. The analysis of the worldwide shaft sinking operation confirms the special importance of the conventional shaft sinking technique. Nevertheless further developments concerning sinking performance are only rarely noticeable over the last decades. At the beginning, this thesis presents the state of the art of the conventional sinking technology. These compiled findings are used to develop a proprietary performance and cost model for conventional shaft sinking. The model is used for the analysis of parameters influencing sinking performance and sinking costs. It is shown that an increasing depth and a larger shaft diameter lead to increasing costs of a sinking operation. In contrast, longer blasting rounds enable an increasing sinking performance and decreasing sinking costs. Long blasting rounds combined with wide shaft diameters generate a large-volume muckpile. Hence, mucking and hoisting operation have a relevant impact on the cycle time respectively on the sinking performance and costs. The parameters influencing mucking and hoisting performance were exposed and analyzed to create the basis for the development of two concepts of pneumatic loading technology for the conventional shaft sinking method: the suction kibble and the suction stage. Finely grained rock that remains at the shaft bottom after mechanical mucking can be loaded by the pneumatic suction kibble, providing a higher mucking performance for this working section. The suction stage is able to load a whole blasting round with a continuously high mucking performance and, additionally, improves the hoisting operation. Both pneumatic concepts reduce the needed manpower in comparison to conventional mucking and hoisting operation. The parallel operation of subsequent working steps like the installation of primary rock support is possible. In addition, by avoiding partly dangerous working steps, the implementation of pneumatic loading concepts improve occupational safety. Despite relatively higher investment and operation costs of the pneumatic suction systems, the increasing sinking performance can lead to lower sinking costs.