

**Anwendung und Weiterentwicklung der Methodik der Umweltbilanzierung
beim Abbau von Festgestein**

Von der Fakultät für Geowissenschaften, Geotechnik und Bergbau

der Technischen Universität Bergakademie Freiberg

genehmigte

DISSERTATION

zur Erlangung des akademischen Grades

Doktor-Ingenieur

(Dr.-Ing.)

vorgelegt

von Diplom-Ingenieur Pierre Schmieder

geboren am 07.03.1976 in Freiberg

Gutachter: Prof. Dr. Carsten Drebenstedt, Freiberg
Prof. Dr.-Ing. Norbert Piatkowiak, Freiberg
Dr.-Ing. Steffen Wiedenfeld, Leipzig

Tag der Verleihung: 18.12.2007



**Anwendung und Weiterentwicklung der Methodik der Umweltbilanzierung
beim Abbau von Festgestein**

gefördert durch



Deutsche Bundesstiftung Umwelt

www.dbu.de

Danksagung

Ich bedanke mich sehr herzlich bei Herrn Prof. Dr. Carsten Drebenstedt für die unermüdliche, fachliche Unterstützung, die Anregungen und fördernden kritischen Hinweise, die zum Gelingen dieser Arbeit eine unersetzliche Hilfe waren.

Für die stete Förderung des Entstehens dieser Dissertation, die fachlichen Hinweise und die motivierenden Gespräche bedanke ich mich bei Dr.-Ing. Hartmut Wehrsig.

Für konstruktive fachliche Hinweise und die unkomplizierte Bereitstellung von Datenmaterialien bedanke ich mich bei Herrn Dipl.-Ing. Stefan Oppermann von der Firma Zeppelin Baumaschinen GmbH, Garching und Herrn Dipl.-Ing. Robert Buchheim von der Firma Förderanlagen Magdeburg GmbH.

Das Anfertigen dieser Arbeit und die umfangreichen Recherchen sind mir erst mithilfe der Unterstützung durch die Deutsche Bundesstiftung Umwelt möglich geworden. Hierfür bedanke ich mich recht herzlich.

Für die moralische Unterstützung des Themas möchte ich mich bei der Geschäftsführung des Bundesverbandes Mineralische Rohstoffe e.V., insbesondere bei Ass. d. Bergf. Walter Nelles, bedanken.

Für fachliche Anregungen, welche zum Gelingen dieser Arbeit beitrugen, bedanke ich mich bei den Herren Dipl.-Ing. Martin Kressner, Dipl.-Ing., Dipl.-Kaufm. Sven Kube Dipl.-Ing. Jörg Meier und Dr.-Ing. Dieter Scheffler.

Der Geschäftsführung der Firma Mitteldeutsche Hartstein-, Kies- und Mischwerke GmbH danke ich für die Unterstützung zur Fertigstellung dieser Arbeit.

Danken möchte ich meiner Familie, die mich während der Anfertigung dieser Dissertation immer unterstützte und viel Geduld und Verständnis aufgebracht hat.

Abkürzungen	VII
Abstract	VIII
1 Begründung und Zielstellung der Arbeit	1
1.1 Bedeutung der Natursteinindustrie.....	1
1.2 Umwelteinflüsse in der Natursteinindustrie.....	2
1.3 Ziele und Aufgaben der Arbeit	4
2 Wissenschaftlicher Stand der Bewertung von Umwelteinwirkungen.....	5
2.1 Kenntnisstand über die Beeinflussung der Umwelt durch die Abbauverfahren	5
2.2 Stand zur Erfassung von Umwelteinflüssen durch die Rohstoffgewinnung.....	7
2.2.1 Erschütterung	7
2.2.2 Lärm	10
2.2.3 Staub.....	10
2.2.4 Gasförmige Emissionen	11
2.2.5 Kumulierter Energieaufwand.....	12
2.2.6 Landschaftsbild und Flächeninanspruchnahme	13
2.3 Stand der methodischen Grundlagen zur Erfassung und Bewertung ökologischer Daten.....	14
2.3.1 Allgemeine Ansatzpunkte	14
2.3.2 Wirtschaftlich orientierte Methoden	16
2.4 Ökobilanz und Umweltbilanz - eine begriffliche Abtrennung.....	18
3 Methodik der Umweltbilanzierung	23
3.1 Beschreibung der Methodik	23
3.2 Vorgehensweise	25
3.2.1 Technisch-wirtschaftliche Untersuchungen	25
3.2.2 Untersuchungen zur Umweltbeeinflussung	27
3.2.3 Möglichkeiten der Bewertung der Umweltbeeinflussung.....	31
3.3 Fallbeispiel zur Anwendung der Methodik.....	35
4 Modellbildung	40
4.1 Morphologie der Tagesoberfläche	41
4.2 Betriebsgröße und Nutzungsdauer	42
4.3 Geometrie des Tagebaus	43
4.4 Abbaubedingungen	44
4.4.1 Gesteins- und Gebirgsparameter.....	44
4.4.2 Böschungsbedingungen	48
5 Technisch-technologische Untersuchungen.....	50
5.1 Bohren und Sprengen (BuS)	50
5.1.1 Lösen	51
5.1.2 Laden.....	58
5.1.3 Transport	59
5.1.4 Vorbrechen.....	66
5.1.5 Zusammenfassung der Abbausysteme Bohren und Sprengen	69
5.2 Schlagen (HYHA).....	70
5.2.1 Allgemeine Arbeitsweise	70
5.2.2 Lösen mit Hydraulikhammer	71
5.2.3 Laden mit Radlader	72
5.2.4 Transport	73
5.2.5 Vorbrechen.....	75
5.2.6 Zusammenfassung der Abbausysteme Schlagen	76
6 Ökonomische Bewertung der Abbauverfahren.....	77

6.1	Bestimmung der Einflussgrößen.....	77
6.2	Berechnungsgrößen.....	77
6.3	Kosten für die Modelle BuS-3	80
6.3.1	Kosten für das Bohren.....	80
6.3.2	Kosten für das Sprengen	81
6.3.3	Kosten für das Laden und Transportieren.....	81
6.3.4	Kosten für das Vorbrechen	82
6.3.5	Zusammenfassung der Kosten für die Modelle BuS-3	83
6.4	Kosten für die Modelle HYHA-3.....	84
6.4.1	Lösen - Löseeinheit.....	84
6.4.2	Laden und Transportieren	84
6.4.3	Vorbrechen.....	86
6.4.4	Zusammenfassung für die Modelle HYHA-3 und Vergleich mit BuS-3.....	86
6.5	Kosten für die Modelle BuS-9	87
6.5.1	Kosten für das Bohren.....	87
6.5.2	Kosten für das Sprengen	88
6.5.3	Kosten für das Laden und Transportieren.....	88
6.5.4	Kosten für das Vorbrechen	90
6.5.5	Zusammenfassung der Kosten für die Modelle BuS-9	90
6.6	Kosten für die Modelle HYHA-9.....	91
6.6.1	Lösen.....	91
6.6.2	Laden und Transportieren	91
6.6.3	Vorbrechen.....	92
6.6.4	Zusammenfassung der FMK HYHA-9 und Vergleich mit BuS-9.....	92
7	Ökologische Bewertung der Abbauverfahren.....	94
7.1	Modelle BuS-3	94
7.1.1	Erschütterung	94
7.1.2	Schall.....	95
7.1.3	Staubemission	98
7.1.4	Gasförmige Emissionen zur Bereitstellung und Nutzung der Betriebsmittel	101
7.1.5	Der Kumulierte Energieaufwand für die Modelle BuS-3	106
7.1.6	Flächeninanspruchnahme bei den Modellen BuS-3.....	109
7.2	Modelle HYHA-3.....	109
7.2.1	Erschütterung	109
7.2.2	Schall.....	110
7.2.3	Staubemission	111
7.2.4	Gasförmige Emissionen zur Bereitstellung und Nutzung.....	113
7.2.5	KEA für die Modelle HYHA-3	118
7.2.6	Flächeninanspruchnahme für die Modelle HYHA-3	120
7.3	Modelle BuS-9	121
7.3.1	Erschütterung	121
7.3.2	Schall.....	121
7.3.3	Staubemission	123
7.3.4	Emissionen zur Bereitstellung und Nutzung der Betriebsmittel.....	124
7.3.5	Der Kumulierte Energieaufwand, BuS-9	127
7.3.6	Flächeninanspruchnahme für die Modelle BuS-9.....	130
7.4	Modelle HYHA-9.....	130
7.4.1	Erschütterung	130
7.4.2	Schall.....	130
7.4.3	Staubemission	131

7.4.4	Gasförmige Emission.....	132
7.4.5	Der Kumulierte Energieaufwand, HYHA-9	135
7.4.6	Flächeninanspruchnahme für die Modelle HYHA-9	137
8	Vergleichende Bewertung.....	138
8.1	Ökonomischer Vergleich	138
8.2	Ökologischer Vergleich	139
8.2.1	Erschütterung	139
8.2.2	Schall.....	142
8.2.3	Staub.....	143
8.2.4	Gasförmige Emissionen	144
8.2.5	KEA	145
8.2.6	Flächeninanspruchnahme.....	146
8.2.7	Festlegung der Wichtungsfaktoren	148
8.3	Ergebnisse der vergleichenden Bewertung.....	148
9	Sensitivitätsanalyse	153
9.1	Änderung der Dieselverbräuche.....	153
9.2	Darstellung Änderung der Wirtschaftlichkeit.....	154
9.3	Darstellung Änderung der gasförmigen Emissionen	155
9.4	Darstellung der Änderung KEA.....	156
9.5	Änderung der vergleichenden Bewertung.....	157
10	Zusammenfassung.....	159
11	Ausblick	162
	Literaturverzeichnis.....	163
	Abbildungsverzeichnis.....	170
	Tabellenverzeichnis.....	172

Abkürzungen

AE	Arbeitsebene
AP	Acidification Potential
BGR	Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe
BuS	Modell Bohren und Sprengen
BW	Barwert
DIN	Deutsches Institut für Normung e. V.
EEG	Erneuerbare-Energien-Gesetz
FI	Flächeninanspruchnahme
FMK	Finanzmathematische Durchschnittskosten
GEMIS	Globales Emissionsmodell Integrierter Systeme
HYHA	Modell Hydraulikhammer
ISO	International Organization for Standardization
k. Korr.	keine Korrektur
kb	Betriebskosten
KEA	Kumulierter Energieaufwand
Korr.	Korrektur
LKW	Lastkraftwagen für den Einsatz auf der Straße
Lü	Lüdeling
L_{WAeq}	mittlerer Schalleistungs-Beurteilungs-Pegel, für den Tag von 6-22 Uhr
Mio.	Million
MIRO	Bundesverband Mineralische Rohstoffe e.V.
Mü	Müller
NAGUS	Normenausschuss Grundlagen des Umweltschutzes
SDIMI	Sustainable Development Indicators in the Minerals Industry
SETAC	Society of Environmental Toxicology and Chemistry
SKW	Schwerlastkraftwagen für den Einsatz im Tagebau
SW	Skalierungswert
SWEMP	Symposium on Environmental Issues and Waste Management in Energy and Mineral Production
TGB-fern	Tagebau in der Ferne
TGB-nah	Tagebau in der Nähe
THG	Treibhausgas
THP	Treibhauspotenzial
TOPP	Tropospheric Ozone Precursor Potentials
UE	Umwelteinfluss
UEWS	Umwelt-, wirtschaftlicher und sozialer Einfluss
UVW	Umweltverträglichkeitswert
u. a.	unter anderem
VB	Vorbrecher
VDI	Verein Deutscher Ingenieure e.V.
vgl.	vergleiche
ZWB	Zweiwalzenbrecher

Abstract

Anwendung und Weiterentwicklung der Methodik der Umweltbilanzierung beim Abbau von Festgestein

In dieser Arbeit wird die Methodik der Umweltbilanzierung beim Abbau von Festgestein vorgestellt und weiterentwickelt. Die Methodik, welche zuerst als überschlägige Untersuchung verschiedener Abbauverfahren, wie Bohren und Sprengen, vertikales und horizontales Reißen, vertikales und horizontales Fräsen und Schlagen, durchgeführt wird, findet in einem weiteren Schritt an zwei Abbauverfahren in detaillierter Form Anwendung. Für diese Abbauverfahren werden die ökologischen Aspekte: Lärm, Staub, Erschütterungen, Flächeninanspruchnahme, gasförmige Emissionen und der Kumulierte Energieaufwand sowie der ökonomische Aspekt: Finanzmathematische Durchschnittskosten rechnerisch ermittelt. Die abschließende Bewertung nach einem nutzwertkostenanalytischen Ansatz berücksichtigt die ökologischen Aspekte als Summe der relativen Skalierungswerte und die Finanzmathematischen Durchschnittskosten absolut mit dem Ergebnis, dass das Bohren und Sprengen sowohl umweltverträglicher als auch wirtschaftlicher ist als das Schlagen.

Abstract

Application and Further Development of a Method for environmental balancing of quarrying

The present doctoral thesis introduces and further develops the method of environmental balancing of quarrying. First, the method is carried out as a rough analysis of various mining methods like drilling and blasting, vertical and horizontal ripping as well as vertical and horizontal milling and breaking. These deliberations are followed by a detailed application of the method using two different mining methods. For these two methods ecological issues (noise, dust, vibrations, areal demands, gaseous emissions and cumulated energy requirement) and economical issues (finance mathematical average costs) are calculated. The final evaluation according to a cost-effective analysis approach considers the ecological issues as the sum of the relative scaling values and the finance mathematical average costs as absolute costs, comes to the conclusion that drilling and blasting outclass breaking with respect to environmental safety and economic issues.

1 Begründung und Zielstellung der Arbeit

1.1 Bedeutung der Natursteinindustrie

Ein großer Anteil der Rohstoffe, der in Deutschland gewonnen und verbraucht wird, ist dem Bereich Steine und Erden zuzuordnen. Von den Steine- und Erden- Rohstoffen werden aus dem Festgestein folgende Produkte insbesondere für die Baustoffindustrie hergestellt:

- gebrochene Natursteine für den Tiefbau (Straßen-, Bahn-, Wasser-Bau)
- gebrochene Natursteine als Betonzuschlagsstoff
- Kalk und Dolomitstein (ungebrannte Produkte)
- Kalk- und Mergelgesteine für die Zementherstellung
- Gips- und Anhydritstein für die Gipsindustrie

In Deutschland sind die meisten Betriebe zur Produktion von gebrochenem Naturstein im Bundesverband Mineralische Rohstoffe (MIRO) organisiert. Zum Jahre 2005 wurde die Produktion der 427 im MIRO organisierten Betriebe mit ca. 122 Mio. t gebrochene Produkte angegeben. Die Gesamtproduktion inklusive ungebrannter Kalkprodukte betrug 2005 ca. 180 Mio. t. Somit lag 2005 das Produkt Festgestein mengenmäßig nach Kies und Sand (ca. 400 Mio. t) und vor der Braunkohle (178 Mio. t) an zweiter Stelle. Für gebrannte Kalkprodukte sind noch weitere 50 Mio. t hinzuzurechnen. [19, 60].

Im Jahr 2006 stieg die Anzahl der Natursteinbetriebe, die im MIRO organisiert waren, auf 436 und die Produktion auf 133 Mio. t. Die Gesamtproduktion dürfte 190 Mio. t erreicht haben, zuzüglich weitere 50 bis 60 Mio. t Kalkstein. Die Belegschaft der Betriebe des MIRO lag im Mittel bei 11 Arbeitnehmern und die Leistung bei ca. 304.000 t/a pro Werk [60]. Durch diese Zahlen soll die Zugehörigkeit der Natursteinindustrie zum Mittelstand deutlich werden. Zukünftig ist nicht mit einer Steigerung der Produktion in Deutschland zu rechnen.

Betrachtet man statistisch den Verbrauch eines Menschen in Deutschland über 70 Jahre, so benötigt er etwa 1.000 t Rohstoffe, von denen etwa 80% in Deutschland produziert werden, dabei handelt es sich überwiegend um große Mengen an Sand, Kies und gebrochenem Naturstein (Tabelle 1.1).

Weltweit werden im Jahr ca. 3,3 Mrd. t Festgestein mit einem Wert von ca. 16,5 Mrd. € sowie ca. 2,5 Mrd. t Kalk- und Dolomitstein im Wert von ca. 18,5 Mrd. € gewonnen [157]. Durch Neubauprojekte in den Entwicklungsländern erscheint ein steigender Trend der Produktion von Festgestein und anderen Steine-und-Erden-Rohstoffen als logische Konsequenz.

Im Gegensatz zu anderen Rohstoffen sind die Steine-und-Erden-Rohstoffe sehr transportkostenempfindlich, demzufolge werden diese Rohstoffe in Europa nicht weiter als 50 km mit dem LKW transportiert. Speziell in Deutschland geht man im Allgemeinen von einer maximalen Transportentfernung von 30 km aus.

Trotz Technologiefortschritt, verbunden mit zunehmend sparsamem Einsatz von Rohstoffen und der Nutzung von Substitutionsmöglichkeiten, ist es auch in Zukunft notwendig, natürlich anstehendes Festgestein, vor allem in der Nähe des Abnehmers, zu gewinnen.

Tabelle 1.1: Pro-Kopf-Verbrauch von mineralischen Rohstoffen während einer 70-jährigen Lebensspanne in Deutschland [158]

Sand und Kies*	316 t	Gips*	7,0 t
Rohöl	109 t	Kaolin*	2,0 t
gebr. Natursteine*	143 t	Baustein	1,8 t
Braunkohle*	133 t	Aluminium	1,5 t
Kalkstein, Dolomit*	94 t	Torf*	1,3 t
Steinkohle*	66 t	Phosphat	1,2 t
Stahl	33 t	Stahlveredlungsmetalle	1,0 t
Zement*	33 t	Kupfer	1,0 t
Tone*	22 t	Kali*	0,6 t
Industriesand*	11 t	Schwefel*	0,5 t
Steinsalz*	11 t		

* ganz oder teilweise in Deutschland gewonnene Rohstoffe

1.2 Umwelteinflüsse in der Natursteinindustrie

Die Gewinnung und Aufbereitung von Rohstoffen sind oftmals mit unerwünschten Einwirkungen auf die Umwelt verbunden. Diese Einwirkungen betreffen die Luft, den Boden und das Wasser. Die Frage nach gegenwärtigen und zukünftigen Möglichkeiten zur Verminderung der Umwelteinwirkungen besitzt in unserer Gesellschaft einen großen Stellenwert. In diesem Zusammenhang erlebte auch der Begriff „Nachhaltige Entwicklung“ gegen Ende des ausgehenden 20. Jahrhunderts eine Renaissance und wurde im Brundtland-Bericht neu definiert [162]. Demnach sollen die Handlungen der heutigen Generation zukünftige Generationen nicht gefährden, ihre Bedürfnisse zu befriedigen und ihren eigenen Lebensstil zu wählen.

Dieses Leitprinzip bedeutet für die Rohstoffgewinnung, eine Lagerstätte optimal zu nutzen, damit andere gleichwertige Lagerstätten zu einem späteren Zeitpunkt für zukünftige Generationen zur Verfügung stehen. Des Weiteren bedeutet dieses Prinzip, auch beim Abbau des Rohstoffes möglichst geringe Mengen an Umwelteinwirkungen zu produzieren.

Der Abbau des Rohstoffes Festgestein erfolgt durch mehrere nacheinander ablaufende Prozesse. Das Gestein wird aus dem Gebirge gelöst, danach auf ein entsprechendes Transportmittel geladen, womit es zur ersten Zerkleinerungsstufe transportiert werden kann. Nach der ersten Zerkleinerungsstufe erfolgt der Transport in die Aufbereitungsanlage. Für all diese Prozesse ist Energie notwendig. Diese wird entweder chemisch (Verbrennungsmotor) oder elektrisch bereitgestellt. Die Nutzung der Energie ist zurzeit größtenteils mit dem Ausstoß von Verbrennungsgasen verbunden. Bei all diesen Prozessen wird Staub aufgewirbelt, welcher sich größtenteils in der näheren Umgebung niederschlägt; des Weiteren wird Lärm emittiert. Vor allem beim Prozess „Lösen“ können Erschütterungen auftreten, welche vom Menschen noch mehrere 100 Meter von der Erschütterungsquelle entfernt wahrgenommen werden können.

Beim Abbau von Festgestein ist der Einsatz von Maschinen notwendig. Teile dieser Maschinen nutzen sich durch die harte Arbeit im Festgesteinstagebau ab. Durch den Verschleiß sind Maschinenteile bzw. ganze Maschinen nur über eine begrenzte Zeit einsetzbar. In dieser Zeit werden die Maschinen in Form der Materialien, aus denen sie bestehen, ganz oder teilweise verbraucht.

Der Abbau von Festgestein, entweder durch einen Abbau in die Tiefe oder auch durch einen Abbau am Berghang, ist immer eine Beeinflussung der Landschaft. Vor allem lokal ist dieser Einfluss bedeutend, insbesondere wenn der Steinbruch in der Sichtachse eines Erholungsgebietes liegt.

Werden im Festgesteinstagebau grundwasserführende Schichten oder wasserführende Klüfte angeschnitten, kann es zur Berührung von wasserrechtlichen Belangen kommen. Hinzu kommt Niederschlagswasser, das zusammen mit dem im Festgesteinstagebau anfallenden Oberflächenwasser aus dem Tagebau abgeleitet werden muss. Das Wasser wird im Tagebautiefsten gesammelt. Auf dem Weg dahin kann es durch Gesteinsstaub verschmutzt werden. Daher wird im Tagebautiefsten ein Klärbecken angelegt, in dem sich der Schmutz absetzen kann. Danach wird das Wasser unbelastet in die Vorflut abgegeben. Der entnommene Schlamm verbleibt im Festgesteinstagebau. Da dieser im Wesentlichen aus Gesteinsmehl besteht, ist aus wasserwirtschaftlicher Sicht nichts dagegen einzuwenden [143].

Diese Aussagen machen deutlich, dass eine Beeinflussung im Sinne von Verschmutzung des Grundwassers im Festgesteinstagebau quasi nicht stattfindet. Eine Beeinträchtigung des Grundwassers, im Sinne von Verschiebung des Grundwasserspiegels, kann durch einen Festgesteinstagebau in geringem Umfang stattfinden, wenn der Grundwasserspiegel infolge großer Abbautiefen in unmittelbarer Nähe des Tagebaus absinkt bzw. bewusst abgesenkt wird.

Die Rohstoffgewinnung ist immer an die Lagerstätte gebunden, daher ist der Gewinnungsort nicht frei wählbar. Durch konkurrierende Nutzungsansprüche, Landwirtschaft, Siedlung, andere Gewerbe können Situationen entstehen, welche nur eine minimale Lagerstättennutzung zulassen. Eine Abwägung aller Interessen sollte hierbei im Sinne einer „Nachhaltigen Entwicklung“ angestrebt werden.

Durch den Bau von Betriebsanlagen, wie Aufbereitungsanlagen, Bürogebäude, sanitäre Anlagen, Hallen, Werkstätten sowie durch das Anlegen von Abraumhalden, wird die Tagesoberfläche in Anspruch genommen. Diese Fläche wird jedoch nur eine begrenzte Zeit beansprucht. Daher kann man auch von einer „temporären Flächeninanspruchnahme“ sprechen. Nach der Tagebauphase bzw. während des Auslaufbetriebes und der Rekultivierungszeit wird die durch den Tagebau veränderte Oberfläche wieder so hergestellt, dass keine Gefahr für die Allgemeinheit besteht. Dies ist in Deutschland gesetzlich z. B. durch das Bundesberggesetz geregelt. Oftmals erfolgt dann eine vielseitige Nachnutzung der Hinterlassenschaften des Bergbaus für die Zwecke Umweltschutz, Freizeit und Erholung, Landwirtschaft usw. [13].

Aus diesen Ausführungen lassen sich folgende Umwelteinflüsse beim Abbau von Festgestein zusammenfassen:

- Lärm
- Staub
- Erschütterungen (z. B. bei Sprengung)
- Emissionen von Verbrennungsgasen in die Atmosphäre
- Energieverbrauch
- Materialverbrauch
- Beeinflussung des Landschaftsbildes
- gegebenenfalls Beeinflussung des Grund- und Oberflächenwassers
- temporäre Flächeninanspruchnahme
- Kontamination durch Abfälle

Um die Umwelteinflüsse zu begrenzen bzw. zu minimieren, sind Emissions- bzw. Immissionsgrenzwerte in anerkannten Normen und Regelwerken festgelegt. Diese gilt es einzuhalten. Des Weiteren wird weltweit daran gearbeitet, sogenannte

„Nachhaltigkeitsindikatoren“ in der Rohstoffindustrie zu entwickeln. Die Tagungsbände SWEMP 2004 [106] und SDIMI 2005 [85] geben einen umfangreichen Überblick darüber.

Trotz zahlreicher Überlegungen ist der Abbau von Festgestein stets mit Emissionen von unerwünschten Nebenprodukten und mit Energieaufwendungen verbunden. Diese Emissionen und Energieaufwendungen sind bezogen auf das gewünschte Produkt so gering wie möglich zu halten.

In diesem Sinne soll eine Methodik zur vergleichenden Bewertung von Abbauverfahren unter verschiedenen Aspekten der Umwelteinwirkungen erarbeitet werden. Dabei sind vor allem technisch-technologische, ökonomische und ökologische Kriterien von Bedeutung. Soziale Aspekte werden im Sinne der Nachhaltigkeit ergänzend mit eingebunden.

1.3 Ziele und Aufgaben der Arbeit

Das Hauptziel der Untersuchungen besteht in einer Anwendung und Weiterentwicklung der Methodik der Umweltbilanzierung für den Abbau von Festgestein.

Die methodische Weiterentwicklung soll am Beispiel von Festgesteinsabbauen modellhaft erfolgen, mit dem Ziel einer breiten praktischen Anwendung in der Natursteinindustrie.

Da die Natursteinindustrie mittelständisch organisiert ist, kommen die Ergebnisse den über 400 überwiegend kleinen und mittelständischen Unternehmen im gesamten Bundesgebiet zugute, die mittels einer zu entwickelnden und vereinfachten betrieblichen Umweltbilanz eine Entscheidungshilfe in die Hand bekommen sollen, die sie bei der Findung der optimalen Gestaltung ihres Betriebes nach den Kriterien der nachhaltigen Entwicklung unterstützt. Dadurch soll die Innovations- und Wettbewerbsfähigkeit der Betriebe bei gleichzeitiger Umweltentlastung durch den Einsatz umwelt- und gesundheitsfreundlicher Gewinnungsverfahren erhöht werden.

Die Ergebnisse lassen sich prinzipiell auf ähnlich geartete Vorhaben des Festgesteinsabbaus im Bauwesen übertragen.

Die Untersuchungen beinhalten einen Vergleich von ausgewählten Abbauverfahren für Festgestein unter dem Aspekt einer Bilanzierung der jeweils verfahrenstypischen Umweltbeeinflussung. Dies erfordert neben tiefgründigen Analysen bestimmter Kriterien, z. B. des „Kumulierten Energieaufwandes KEA“, eine theoretische Weiterentwicklung der Wertung der Umweltbeeinflussung. Ökonomische Untersuchungen zu den einzelnen Abbauverfahren werden vergleichend durchgeführt.

Mithilfe der Umweltbilanzierung soll für die Verfahren zum Abbau von Festgesteinslagerstätten, eine quantitative Erfassung der Einflussfaktoren mit einer anschließenden Bewertung durchgeführt werden. Die Bewertung hat das Ziel, eine Rangfolge der Abbauverfahren nach dem Grad ihrer Beeinflussung der Umwelt aufzustellen.

Die Ergebnisse des Forschungsvorhabens leisten einen Beitrag zum Einsatz eines - unter den gegebenen speziellen Bedingungen des Zielobjektes (Lagerstätte) - umweltfreundlichen Abbauverfahrens und damit zur Minimierung der Umweltbelastung.

2 Wissenschaftlicher Stand der Bewertung von Umwelteinwirkungen

2.1 Kenntnisstand über die Beeinflussung der Umwelt durch die Abbauverfahren

Eine umfassende Bearbeitung des übertägigen Abbaus von Festgesteinslagerstätten aus ökologischer Sicht ist bis zum gegenwärtigen Zeitpunkt nicht erfolgt. Ein Indiz dafür ist u. a., dass in den letzten Jahren noch keine Klassifizierung sämtlicher Abbauverfahren unter ökologischen Aspekten erfolgte. Ansätze dafür werden durch LECHNER [79] diskutiert.

Die Ursachen für das Fehlen umfassender Untersuchungen sind neben einer großen Vielfalt an Einflussfaktoren, wie Lagerstättenparameter (Geometrie, Geologie), Gesteinseigenschaften, erforderliche Leistung, geografische Lage, technische Realisierungsmöglichkeiten usw., u. a. darin zu suchen, dass es sehr schwierig ist, die Wirkung der einzelnen Umweltfaktoren quantitativ gegeneinander zu bewerten. Seit Beginn der 90er Jahre wird durch den Begriff „Ganzheitliche Bilanzierung“ [46] verstärkt auf die Problematik der Zusammenfassung der Elemente Technik – Ökonomie – Ökologie hingewiesen.

Prinzipiell erfolgen die Untersuchungen unter ökologischem Aspekt bisher in zwei Richtungen:

1. Im Rahmen von Raumordnungsverfahren und Verordnung über die Umweltverträglichkeitsprüfung bergbaulicher Vorhaben (UVP-V Bergbau) erfolgt eine meist qualitative Wertung des Einflusses des übertägigen Bergbaus auf Menschen, Tiere und Pflanzen, Boden, Wasser, Luft, Klima, Landschaft, Kultur- und sonstige Sachgüter [51, 87, 138]. Indirekt werden dabei die Beziehungen zwischen Lagerstätte/Umwelt und dem ausgewählten Abbauverfahren für den jeweiligen speziellen Fall untersucht. Diese Untersuchungen sind objektbezogen und weniger verfahrensbezogen, da bezüglich einer genau definierten Lagerstätte Aussagen getroffen werden. Hinzu kommt, dass häufig nicht die gesamte mögliche Breite der vorhandenen Verfahren berücksichtigt wird.
2. Die Auswirkungen des Bergbaus auf die Umwelt wurden überwiegend für die Teilprozesse Lösen, Laden, Transportieren und Vorbrechen untersucht, wobei speziell der Teilprozess „Lösen aus dem Gebirgsverband“ das bislang am besten untersuchte Gebiet darstellt [159]. Ebenfalls sehr umfassend wurden Emissionen durch Kraftfahrzeuge (nicht im Bergbau, sondern im Verkehrswesen) untersucht [34, 72, 88, 149]. Hier ist eine vertiefende spezifische Anwendbarkeit auf die bergbaulichen Belange notwendig. Zusammenfassende Untersuchungen des gesamten Abbausystems mit seinen Prozessen fehlen dabei noch völlig.

Die Untersuchungen innerhalb des Prozesses „Lösen aus dem Gebirgsverband“ bewegen sich dabei in zwei Richtungen:

- Lösen mittels Sprengstoff und
- sprengstoffloses Lösen (maschinelle Gewinnung).

Dabei hat die erste Richtung infolge ihrer Umweltauswirkungen in Form von Erschütterungen, Lärm und Steinflug die größte Untersuchungsbreite aufzuweisen. Untersuchungen zur Umweltbeeinflussung durch Verfahren des sprengstofflosen LöSENS wurden kaum durchgeführt, da der Einsatz generell als umweltfreundliche

Alternative zum Sprengen angesehen wird. Die alternativen Verfahren der maschinellen Gewinnung mithilfe von

- Surface Miner
- Schaufelradbagger
- Reißbraupe (horizontales Reißen)
- Hydraulikbagger (vertikales Reißen)
- Hydraulikhammer

besitzen teilweise Vorteile gegenüber der Sprengtechnik hinsichtlich ihrer Auswirkungen auf die Umwelt, sind jedoch besonders infolge technischer Parameter, wie Löseleistung (in t/h), hoher Anteil an Feinkorn u. a., in ihrem Einsatz beschränkt [123, 134, 144]. Die direkt spürbaren Umweltauswirkungen sind bei diesen Verfahren nicht so offensichtlich wie beim Sprengen.

Der Grund für Untersuchungen zum Einsatz der Sprengtechnik zielt hauptsächlich auf die Verringerung von Erschütterungen durch eine Veränderung der Abbaurichtung, des Zündregimes, der Lademenge pro Bohrloch etc. ab [15, 20, 63, 66, 81, 91, 107, 111, 117, 125, 140, 154].

Bezüglich der Auswirkungen auf die Umwelt, wurde bisher der innerbetriebliche Transport von Rohhaufwerk, speziell für Festgesteinstagebaue untersucht [86, 107, 112]. Durch Wahl eines geeigneten Verfahrens bzw. geeigneter Technik sind

- Energieeinsparungen,
- Verringerung der Emissionen und eine
- Minderung des Geräuschpegels

möglich.

Forschungsbedarf besteht weiterhin hinsichtlich der Wechselwirkung zwischen

- Landschaftsbild und Abbauverfahren in der Abbauphase (Regelbetriebsphase),
- Gestaltung der Landschaft nach Abschluss der bergmännischen Tätigkeit.

In beiden Fällen ist das Abbauverfahren ein wesentlicher Einflussfaktor.

Die bisherigen Untersuchungen zum Landschaftsbild bewegten sich vorrangig in Richtung der Entwicklung von Methoden der Eingriffsbilanzierung [27, 47, 56, 126]. Durch Wahl eines geeigneten Abbauverfahrens besteht die Möglichkeit, die temporäre Beeinflussung des Landschaftsbildes durch den Abbauvorgang zu verringern (z. B. Kulissenabbau, Sturzschächte) sowie Maßnahmen zu ergreifen, um frühzeitig (bereits während des Abbaus) mit der endgültigen geplanten Wiedernutzbarmachung zu beginnen [79, 138].

Die Wiedernutzbarmachung ist nach § 4, Abs. 4 BBergG definiert als „... ordnungsgemäße Gestaltung der vom Bergbau in Anspruch genommenen Oberfläche unter Beachtung des öffentlichen Interesses“. Dabei hat das Bergbauunternehmen schon während des Abbaus für eine ordnungsgemäße Gestaltung zu sorgen. Die Gestaltung muss sich aber nicht zwingend an der vorherigen Nutzung orientieren, sondern es ist zu entscheiden, welchem öffentlichen Interesse (Raumordnung, Naturschutz sowie Erholung) die spätere Hinterlassenschaft des Abbaus dienen soll.

Ist die durch den Bergbau genutzte Fläche zukünftig für eine Folgenutzung durch den Menschen (forst-, landwirtschaftliche Nutzung sowie Naherholung) bestimmt, so wird im Naturschutzrecht der Begriff „Rekultivierung“ verwendet. Durch „Renaturierung“ werden Standorte geschaffen, welche für den Naturschutz und die Landespflege vorgesehen sind.

Der Zeitpunkt der Wiedernutzbarmachung ist von den Abbauverfahren, insbesondere von der Abbauführung abhängig. So können beim Lösen durch das Bohren und

Sprengen sowie bei den Abbauverfahren, bei denen die Endteufe zu einem frühen Zeitpunkt der Regelbetriebsphase erreicht wird, abgebaute Lagerstättenteile bereits während dieser Phase wieder renaturiert bzw. rekultiviert werden. Bei denjenigen Abbauverfahren mit einem stets horizontal geführten, aber vertikalen flächenhaften Verhieb ist im Allgemeinen die Möglichkeit nicht gegeben, schon während der Betriebsphase mit der Wiedernutzbarmachung zu beginnen.

Bezogen auf den übertägigen Bergbau auf Festgestein sind keine grundlegenden Untersuchungen bekannt, die auch diejenigen Umweltbelastungen ausweisen, welche in den der eigentlichen bergbaulichen Tätigkeit vorgelagerten Phasen auftreten.

Dies betrifft

- die Bereitstellung der notwendigen Energieträger und
- die Herstellung sowie Entsorgung der notwendigen Betriebsmittel (Bagger, Brecher, Gurtbandförderer).

Beide Phasen sind zur Durchführung der bergbaulichen Tätigkeit zwingend notwendig. Eine Berücksichtigung der damit verbundenen Prozesse führt allerdings zu räumlichen und zeitlichen Abgrenzungsproblemen [46]. Trotz dieser Schwierigkeiten sind diese Prozesse bei einer Umweltbilanzierung angemessen zu berücksichtigen [47, 120, 122]. Erkenntnisse bestehen bereits auf dem Teilgebiet Energieaufwand. Auf der Grundlage entsprechender Richtlinien [5, 7] liegen erste Beispiele für energetische Analysen für Tagebaue vor [86].

Analoge Untersuchungen über die Schadstoffimmissionen der dem Bergbau vorgelagerten Phasen sind nicht bekannt.

2.2 Stand zur Erfassung von Umwelteinflüssen durch die Rohstoffgewinnung

2.2.1 Erschütterung

Bei der Detonation von Sprengstoff in einem Bohrloch entstehen durch den Detonationsdruck und durch den Stoß der Schwadenfront Schwingungen im Gebirge, die sich in Form einer Wellenbewegung ausbreiten. Diese Schwingungen nehmen mit zunehmendem Abstand vom Detonationsort ab. Des Weiteren werden diese Schwingungen durch die elastisch-plastischen Eigenschaften des Gebirges, die Detonationswerte des Sprengstoffes und die Lademenge beeinflusst. Die Schwingungen werden als Erschütterungen bezeichnet und können für das Bohren und Sprengen nach verschiedenen Prognosebeziehungen unter Berücksichtigung von Abstand und Sprengstoffmenge pro Zündzeitstufe berechnet werden. Ein allgemeiner Ansatz von LÜDELING und HINZEN [83] ist in der Gleichung (2.1) dargestellt.

$$v_i = k \cdot L^b \cdot r^{-m} \quad (2.1)$$

- v_i : Schwinggeschwindigkeit [mm/s]
 L : Lademenge pro Zündzeitstufe [kg]
 r : Abstand Sprengort - Messstelle [m]
 k : Bodenfaktor
 b : Ladungsexponent
 m : Entfernungsexponent

Weitere Ansätze zur Berechnung der Schwinggeschwindigkeit durch Abstands-Mengen-Beziehung sind in der angegebenen Literatur zu finden [62, 80, 140]. Die

Prognose der Schwinggeschwindigkeit durch Abstand-Mengen-Beziehungen ist in der Fachwelt umstritten. Gegenwärtig finden Diskussionen statt, die Erschütterungen mithilfe der Impulstheorie zu beschreiben [92, 93]. Demnach hängen die Erschütterungen nicht mehr von der Lademenge pro Zündzeitstufe ab, sondern von

- der Lademenge, die in einem Bohrloch von einem Zünder zur Umsetzung initiiert wird,
- der Bohrlochlänge,
- dem Bohrlochdurchmesser,
- der Detonationsgeschwindigkeit der eingesetzten Sprengstoffe,
- der Entfernung zwischen Sprengort und Messort.

Beim Zünden nach der Impulstheorie sind jedoch gewisse Rahmenbedingungen zu berücksichtigen, wie z. B. die Geometrie der Sprenganlage und Zündfolge.

MÜLLER [93] untersuchte die Abhängigkeit der maximalen Schwinggeschwindigkeit von verschiedenen Parametern mit dem Ergebnis, dass der im Ausdruck (2.2) dargestellte Zusammenhang den höchsten Korrelationskoeffizienten (0,8 bis 0,99) aufweist.

$$v_{\max} \sim (W_B \cdot c_d) \cdot r^{-n} \quad (2.2)$$

v_{\max} : maximale Schwinggeschwindigkeit [mm/s]

W_B : Lademenge pro Bohrloch [kg]

c_d : Detonationsgeschwindigkeit [m/s]

r : Abstand Sprengort – Messort [m]

n : empirischer Exponent

Aus zahlreichen praktischen Versuchen hat MÜLLER [93] auf der Grundlage der Beziehung (2.2) die folgende Gleichung zur Berechnung von v_{\max} entwickelt:

$$v_{\max} = R_M \cdot (W_B \cdot c_d \cdot r^{-n})^m \quad (2.3)$$

R_M : Koeffizient des Gebirges

m : empirischer Exponent

Die Einflüsse von Erschütterungen auf den Menschen in Gebäuden werden mithilfe eines Verfahrens in der DIN 4150, Teil 2 beurteilt. Die Erschütterung als Belästigung ist demnach von der Schwinggeschwindigkeit, der Einwirkdauer, der Häufigkeit, der Tageszeit und der Auffälligkeit abhängig. Als Beurteilungsgröße wird die „Wahrnehmungsstärke KB“ berechnet. Bei selten auftretenden Ereignissen, wie eine Sprengung, werden die Anforderungen erfüllt, wenn die maximal bewertete Schwingstärke $KB_{F_{\max}}$ kleiner oder gleich dem oberen Anhaltswert A_0 aus der Norm ist. Die Auswirkungen von Erschütterungen auf Gebäude werden durch die Schwinggeschwindigkeitswerte in der DIN 4150, Teil 3 bewertet (Tabelle 2.1).

Untersuchungen über die Auswirkungen von Sprengerschütterungen an einem Putzriss haben gezeigt, dass sämtliche Arbeiten wie der Transport und das Bohren in einem ca. 700 m entfernten Tagebau nicht messtechnisch erfassbar waren [40]. Der Putzriss dehnte sich während der Sprengung z. B. um ca. 20 μm aus. Unmittelbar nach der Sprengung war der Riss noch 6 μm größer als vor der Sprengung. Im weiteren zeitlichen Verlauf nahm der Riss wieder seine ursprüngliche Breite an. Nach anderen Sprengungen verringerte sich die Rissbreite. Die Einflüsse von tageszeitlichen und

jährlichen Temperaturschwankungen waren wesentlich größer. Die Einwirkung der Sprengung konnte also nachgewiesen werden, jedoch keine Tendenz.

In Bezug auf Erschütterungen ist die Einzelschlagenergie des Bohrhammers als eine wesentliche Größe zu nennen. Diese nimmt Werte zwischen 120 und 220 J an [97, 128]. Die Einzelschlagenergie eines Hydraulikhammers der Gewichtsklasse 7 t beträgt ca. 15.000 bis 20.000 J [145]. Demnach kann man näherungsweise einem Faktor von 100 annehmen.

Tabelle 2.1: Anhaltswerte für Schwinggeschwindigkeiten nach DIN 4150/3

Zeile	Gebäudeart	Anhaltswerte für die Schwinggeschwindigkeit v_i in mm/s			
		Fundament			Deckenebene des obersten Vollgeschosses
		Frequenzen			
		< 10 Hz	10 bis 50 Hz	50 bis 100 Hz*	alle Frequenzen
1	Gewerblich genutzte Bauten, Industriebauten und ähnlich strukturierte Bauten	20	20 bis 40	40 bis 50	40
2	Wohngebäude und ihrer Konstruktion und/oder ihrer Nutzung gleichartige Bauten	5	5 bis 15	15 bis 20	15
3	Bauten, die wegen ihrer bes. Erschütterungsempfindlichkeit nicht denen nach Zeile 1 und 2 entsprechen und bes. erhaltenswert (z.B. unter Denkmalschutz stehend) sind.	3	3 bis 8	8 bis 10	8

*Bei Frequenzen über 100 Hz dürfen mindestens die Anhaltswerte für 100 Hz angesetzt werden.

Bei allen Prognosebeziehungen ist die Sprengstoffmenge, entweder bezogen auf die Zündzeitstufe oder auf das Bohrloch, eine wesentliche Größe für die Beurteilung der Erschütterung. Die im Sprengstoff enthaltene Energie wird bei der Umsetzung durch chemische Verluste (ca. 10%) und Wärmeverluste (45%) abgebaut. Die verbleibende nutzbare Energie wird in eine dynamisch und in eine quasistatisch wirkende Komponente unterteilt. Während die dynamische Komponente durch die Wirkung des Detonationsdruckes und den Stoß der Schwadenfront beschrieben wird, stellt die quasistatische Komponente den Gasdruck der Schwaden dar [62]. Für handelsübliche Sprengstoffe werden die Energiekennwerte: spezifische Wärme und die spezifische Energie angegeben. Die spezifische Energie lässt sich aus dem Explosionsdruck und der Explosionstemperatur berechnen und stellt den Druck der Schwaden dar, welcher bei der Umsetzung von 1 kg Sprengstoff in einem Raum mit einem Volumen von 1 l auf die Laderaumwand wirkt. Demnach stellt diese Energie im Wesentlichen den quasistatischen Anteil der nutzbaren Arbeit des Sprengstoffes dar. Der brisant wirkende Anteil des Sprengstoffes liegt bei hochbrisanten Sprengstoffen bei ca. 40-60% bezogen auf die nutzbare Energie [62]. Berücksichtigt man die energetischen Werte, so beträgt der Gesamtenergiegehalt im Sprengstoff ca. 4000 kJ/kg. Davon verrichten ca. 45% Sprengarbeit, verbunden mit unerwünschten Nebenwirkungen. Circa 10 bis 17% der gesamten Energie verursachen Erschütterungen [62].

Bei der Nutzung von sprengstofflosen Verfahren ist der direkte Energieeintrag wesentlich kleiner. Als eine bedeutende Größe für den Energieeintrag in das Gestein wird beim Hydraulikhammer der Gewichtsklasse 7 t eine Einzelschlagenergie von

ca. 15 bis 20 kJ angegeben [145]. Hiervon erzeugt auch nur ein Teil Erschütterungen im Gebirge.

Werden z. B. 75 kg Sprengstoff (Nobelit 100) in einem Bohrloch gezündet, so wird innerhalb weniger Millisekunden eine Energie von ca. 300.000 kJ frei. Davon verrichten ca. 135.000 kJ Sprengarbeit. Diese Sprengarbeit beinhaltet einen Energieanteil von 51.000 kJ für Erschütterungen. Dieser Anteil ist größer als das 2500-Fache der Einzelschlagenergie eines Hydraulikhammers.

Die Auswirkungen wurden zum Beispiel in einem Steinbruch deutlich. In der Nachbarschaft ließen bei dem Einsatz eines Hydraulikhammers die Schwingungen in einem angrenzenden Betrieb, welcher sensible Messapparaturen zur Herstellung von komplizierten Bauteilen nutzte, spürbar nach, wodurch die Produktion in dem Betrieb nicht mehr beeinflusst wurde [121].

2.2.2 Lärm

Die Erfassung des Schallpegels durch das Abbausystem ist durch den Beurteilungspegel nach TA Lärm möglich. Dieser Beurteilungspegel stellt einen mittleren zeitbezogenen Schallpegel für die Zeit von 6:00 bis 22:00 Uhr dar (Gleichung (2.4)).

$$L_{WAeq} = 10 \log \left[\frac{1}{T_r} \cdot \sum_k T_{E,k} \cdot 10^{0,1(L_{WA,k} + K_{I,k})} \right] \quad [dB(A)] \quad (2.4)$$

L_{WAeq} : mittlerer Schalleistungs-Beurteilungs-Pegel,
für den Tag von 6-22 Uhr

$L_{WA,k}$: Schalleistungspegel der Maschinen (Herstellerangabe)

T_r : Beurteilungszeit 16 h am Tag [h]

$T_{E,k}$: Einwirkzeit (i. A. Betriebszeit der Maschine k am Tag) [h]

K_{I} : Zuschlag für Impulshaltigkeit (beim Laden und Brechen 3 dB)

2.2.3 Staub

Bei den Prozessen Gewinnen, Laden (Be- und Entladen), Transport sowie beim Brechen des gelösten Natursteins entstehen Staubemissionen.

Stäube sind Verteilungen fester Stoffe in Gasen mit einem Durchmesser von ca. 1 bis 500 μm [11]. Je nach Größe der Teilchen wird zwischen Grobstaub und Feinstaub unterschieden. Grobstäube von über 100 μm bleiben nur kurzzeitig in der Atmosphäre und sinken durch ihr Eigengewicht zu Boden. Diese Stäube werden vorwiegend durch mechanische Prozesse erzeugt. Feinstäube mit einem Durchmesser von kleiner als 20 μm verbleiben als Schwebestaub längere Zeit in der Luft [45]. Das Umweltbundesamt bezeichnet Staub mit einem aerodynamischen Durchmesser kleiner als 10 μm (Particulate Matter (PM) 10 μm) als Feinstaub. Dieser Staub entsteht in Folge von natürlichen Prozessen, wie z. B. Bodenerosion, aber auch durch anthropogene Einflüsse, wie z. B. Verbrennungsprozesse, beim Umschlag von Schüttgütern und durch den Straßenverkehr [147]. Besonders kleine Teilchen mit einem Partikeldurchmesser kleiner 1 μm bewegen sich mit den Luftströmungen ohne erkennbare Sinkungsprozesse fort. Somit verhalten sich diese Partikel ähnlich wie Gase.

Staub kann bezüglich seiner Auswirkungen auf die Umwelt bzw. das Umfeld hinsichtlich physikalischer und chemischer Wirkungen beurteilt werden. Zu den physikalischen Eigenschaften zählen Kornform und Korngröße. Chemische Eigenschaften werden durch die Inhaltsstoffe des Staubes geprägt (Schwermetalle,

toxische Stoffe). Vor allem die Korngröße ist für die Wirkung des Staubes von Bedeutung. Bezüglich der Korngröße ist für die menschliche Gesundheit der Teil des Feinstaubes schädlich, der bis in die Lungenbläschen vordringen kann und sich dort festsetzt. Dieser alveolengängige Staub vermindert den Sauerstoff-Kohlendioxidaustausch [137]. Staubteilchen, die größer als 5 µm sind, kommen beim Einatmen bis zu den Bronchien, lagern sich dort ab und können wieder ausgeschieden werden. Zum Schutz der menschlichen Gesundheit sind zum 01.01.2005 neue Grenzwerte für Feinstaub (PM10) in Kraft getreten. Der Tagesgrenzwert für PM 10 beträgt demnach 50 µg/m³ und darf 35-mal im Jahr überschritten werden. Der Jahresmittelwert liegt bei 40 µg/m³.

Ob Staubteilchen, welche sich über längere Zeit in der Atmosphäre bewegen, einen Einfluss auf das Klima ausüben, ist bisher nicht geklärt [45].

Für definierte Quellen wird zur Quantifizierung der Staubemission die Quellstärke herangezogen, welche sich aus der Stoffkonzentration in einem Volumenstrom ermitteln lässt. Für diffuse Quellen ist dies nicht möglich, da aufgrund der Komplexität der Einflussfaktoren für das Entstehen dieser Staubemissionen, wie z. B. Materialeigenschaften, Anlageneigenschaften, meteorologische Einflüsse, diese schwer quantifizierbar sind. Der Volumenstrom, welcher die Quelle verlässt, inklusive Stoffkonzentration, ist nicht bekannt. Deshalb werden Emissionsfaktoren definiert [11]. Diese Emissionsfaktoren sind auf grundlegende Prozessgrößen bezogen.

Eine Abschätzung der Staubemissionen beim Lösen ist nicht ohne weiteres möglich. In den USA wurden in den 80er Jahren Untersuchungen zu Staubemissionen von Kohletagebauen durchgeführt [150]. Hier wurde der Versuch unternommen, für das Bohren und für das Sprengen von Kohle und Abraum (Sedimentgestein) die Staubemission zu messen und eine allgemeingültige Formel zu entwickeln. Diese Beziehungen haben sich jedoch nicht als allgemeingültig herausgestellt. Es wurde festgestellt, dass beim Bohren und auch beim Sprengen, im Vergleich zu den anderen Prozessen, relativ wenig Gesteinsstaub entsteht. Dies wurde 1995 in den von COLE und ZAPERT durchgeführten Studien bestätigt (vgl. Tabelle 2.2). Unter Berücksichtigung dieser Ergebnisse macht es für diese Arbeit wenig Sinn, die Staubemissionen für das Lösen des Materials aufwendig zu schätzen. REED [109] machte deutlich, dass die Werte von COLE und ZAPERT deutlich überschätzt sind.

Tabelle 2.2: Verteilung der PM10-Emissionen eines Modell-Steinbruches [109]

Quelle	Emission [t/a]	Emission [%]
Transportprozesse	1.483,36	95,6
Laden/Entladen	7,18	0,5
Bohren	0,04	0,0
Brechen	60,72	3,9

2.2.4 Gasförmige Emissionen

In der Datenbank GEMIS (Globales Emissionsmodell Integrierter Systeme) wird der gesamte Lebensweg von der Primärenergie- und Rohstoffgewinnung bis zur Nutzung dargestellt und bezieht die Hilfsenergien sowie den Materialaufwand zur Herstellung von Anlagen und die Entsorgung mit ein [12]. Aus dieser Datenbank stehen Daten für die Dieselbereitstellung, Strombereitstellung, Metallherstellung und Kunststoffherstellung zur Verfügung, welche bei jedem Abbausystem berücksichtigt werden.

Die Verbrennungsgase werden in der Wirkungsabschätzung den Wirkkategorien zugeordnet. Mit der Datenbank GEMIS werden die folgenden Wirkkategorien bzw. Umweltindikatoren betrachtet [12]:

- Treibhauspotenzial (THP)
- Versauerung (AP)
- Ozonbildung (TOPP)

Treibhauspotenzial (THP) ist das massebezogene Äquivalent der Treibhauswirkung von Treibhausgasen (THG), bezogen auf das „Leit“-Gas CO₂. Daher wird es in CO₂-Äquivalenten angegeben (Anlage 1). Das THP ist aufgrund der Wirkungscharakteristik von THG und deren unterschiedlichen atmosphärischen Verweildauern an einen bestimmten Zeitraum gebunden. Üblich sind THP-Angaben für 100 Jahre.

Versauerungspotenzial (acidification potential - AP) ist das Ergebnis der Aggregation von versauernd wirkenden Luftschadstoffen, ausgedrückt in massebezogenen SO₂-Äquivalenten. Es gehört zu den wichtigsten Umweltindikatoren. SO₂-Äquivalent ist der quantitative Ausdruck des Versauerungspotenzials, bezogen auf das „Leit“-Gas SO₂. In die SO₂-Äquivalente gehen neben SO₂ auch die Luftschadstoffe NO_x, HCl, HF, NH₃ und H₂S ein (Anlage 1).

Ozonbildungspotenzial ist in GEMIS das massebezogene Äquivalent der Bildung von bodennahem (troposphärischem) Ozon durch Vorläufersubstanzen, die für die bodennahe O₃-Bildung verantwortlich sind und so zum Sommersmog beitragen. Es wird in Troposphärischen Ozon-Vorläufer-Äquivalenten (TOPP) angegeben. Troposphärische Ozon-Vorläufer-Äquivalente sind der quantitative Ausdruck des bodennahen Ozonbildungspotenzials und werden aus der relativen Ozonbildungsrate der Luftschadstoffe CO, NMVOC und NO_x sowie des Treibhausgases CH₄ gebildet (Anlage 1). Je größer die Menge an Troposphärischen Ozon-Vorläufer-Äquivalenten, umso höher ist die Gefahr von Sommersmog.

In GEMIS ist aufgrund der schlechten Datenlage, insbesondere zu den P-Emissionen, bislang kein Eutrophierungspotenzial integriert. Eutrophierung (nutrition potential - NP) ist ein Maß für die potenzielle Überdüngung von Gewässern durch den Eintrag von Nährstoffen, die das Algenwachstum und damit die Sauerstoffzehrung beschleunigen. Als eutrophierende Schadstoffe gelten N, P, Phosphat (PO₄³⁻), Ammonium (NH₄⁺), NO_x und Nitrat (NO₃) sowie chemischer Sauerstoffbedarf (CSB).

2.2.5 Kumulierter Energieaufwand

Der Kumulierte Energieaufwand (KEA) wird im Wesentlichen durch die VDI-Richtlinie 4600 definiert. Er beschreibt den gesamten Energieaufwand, der im Zusammenhang mit der Herstellung (KEA_H), Nutzung (KEA_N) und Entsorgung (KEA_E) eines Gegenstandes steht, und setzt sich aus den Anteilen, wie in der Gleichung (2.5) dargestellt, zusammen:

$$KEA = KEA_H + KEA_N + KEA_E \quad (2.5)$$

Leider ist hieraus der Ursprung der Primärenergie nicht ersichtlich. Daher wird in GEMIS die sogenannte „Umweltbundesamt-Methode“ bei der Ausweisung der KEAs berücksichtigt [55]. Demnach werden neben dem Gesamt-KEA auch einzelne Teilmengen bestimmt. Die GEMIS-Datenbank gibt diese wie folgt aus:

KEA _{nichterneuerbar}	=	Summe der fossilen und nuklearen Primärenergien
KEA _{erneuerbar}	=	Summe der regenerativen Energien
KEA _{andere}	=	Summe der energetisch genutzten Reststoffe
KEA _{Summe}	=	Summe aller Komponenten

Des Weiteren erfolgt die Berechnung des KEA in GEMIS auf der Grundlage der 100%-Regel, d.h., bei der Gewinnung von fossilen Energieträgern und bei der Nutzung von regenerativen Energien werden der Quelle immer 100% Primärenergie entnommen. Nach VDI-Richtlinie 4600 würde den Windkraftanlagen bei der Entnahme aus der Quelle (Wind) ein Wirkungsgrad von 25-30% zugewiesen, den fossilen Energieträgern 100%.

2.2.6 Landschaftsbild und Flächeninanspruchnahme

Wenn ein neuer Tagebau bzw. Festgesteinstagebau aufgeschlossen wird, ist seitens der umliegenden Bevölkerung nicht immer mit einer positiven Einstellung zu rechnen, obwohl alle behördlichen Restriktionen wie Lärm, Staub, Erschütterung, Beeinflussung von Wasser usw. eingehalten werden. Denn diese Einflüsse sind mit entsprechendem Aufwand objektiv quantifizierbar. Die Beeinflussung der Landschaft ist dann schwierig quantifizierbar, wenn subjektive Wirkungen berücksichtigt werden müssen. Nach DENTONI [38] sollten für die Beeinflussung des Landschaftsbildes Indikatoren definiert werden, welche folgende Aspekte enthalten:

- geometrische Größen der visuellen Veränderung der Landschaft
- den chromatischen Kontrast zwischen den beeinflussten Elementen und der umgebenden Landschaft
- landschaftliche Werte der zu berücksichtigenden Fläche
- Anzahl wesentlicher Punkte, die einen nachhaltigen Einblick auf den Tagebau gewähren
- Eigenschaften bzw. repräsentative Charaktere von potenziellen Beobachtern (Anwohner, Touristen)
- Zeitdauer der Beeinflussung
- Wirksamkeit von beabsichtigten Minderungsmaßnahmen während der Tagebaulaufzeit

Jedoch werden bei der Bewertung des visuellen Einflusses vorerst nur die ersten beiden Punkte berücksichtigt und der Begriff „landschaftliche Werte“ deutet auf vielfältige Interpretationsmöglichkeiten hin. Auch auf das Abbauverfahren wird nicht eingegangen.

Bezüglich des Nachhaltigkeitsindikators Flächeninanspruchnahme hat MARTENS [84] eine umfangreiche Definition der Flächeninanspruchnahme bezüglich der Rohstoffgewinnung herausgegeben. Diese Flächeninanspruchnahme berücksichtigt die Phasen Exploration, Vorbetriebsphase, Betriebsphase und Nachbetriebsphase.

Die Beziehung für die Flächeninanspruchnahme der Betriebs- und Nachbetriebsphase ist in der Gleichung (2.6) dargestellt. Weitergehende Ausführungen sind in der Literatur zu finden [84, 85].

$$I_{A, \text{Prod/NachBetr, ges}} = I_{\text{Beeinflussung}} \cdot \sum_{j=N, S, W, M} I_{A, j} (I_{A, \text{Wert}} + I_{A, \text{Halde}} + I_{A, \text{Tailings}}) \left[\frac{\text{a} \cdot \text{km}^2}{\text{t}} \right] \quad (2.6)$$

$I_{\text{Beeinflussung}}$: Flächeninanspruchnahme - Beeinflussung der Tagesoberfläche durch untertägigen Bergbau bei Tagebau = 1 [-]

$I_{A, j}$: In Anspruch genommene Flächenart [-]

j : Nutzungsklasse
 Klasse N: natürliche, anthropogen nicht in Anspruch genommene Fläche
 Klasse S: Siedlungsfläche

	Klasse W: wirtschaftlich genutzte Fläche, Industrie-, Gewerbe- oder Landwirtschaftsfläche	
	Klasse M: unterschiedlich genutzte Fläche	
$I_{A,Wert}$:	Flächeninanspruchnahme durch Gewinnungstätigkeit	$\left[\frac{a \cdot \text{km}^2}{t} \right]$
$I_{A,Halde}$:	Flächeninanspruchnahme durch Halden	$\left[\frac{a \cdot \text{km}^2}{t} \right]$
$I_{A,Tailing}$:	Flächeninanspruchnahme durch Aufbereitungsabgänge	$\left[\frac{a \cdot \text{km}^2}{t} \right]$

Die Ausführungen sind sehr generalistisch und deuten auf eine Basis zur Weiterentwicklung des Indikators Flächeninanspruchnahme hin. Dabei werden bereits folgende Faktoren in die Definition einbezogen:

- Zeit
- Fläche
- Masse des Wertstoffes
- Anreicherungsgrad
- Ausbringen
- Flächenart

Während die meisten Faktoren keiner gesonderten Erklärung bedürfen, ist dies bezüglich der Flächenart notwendig. Dies macht vor allem deutlich, dass neben den geometrischen Größen weitere Aspekte wie z. B. die Art der Fläche sowie ihre ökologische, ökonomische und soziale Bedeutung zu berücksichtigen sind. Dahingehend wird zwischen zwei Nutzungsqualitäten - 1. Neunutzung, 2. Substitutionsnutzung – und vier Nutzungsklassen unterschieden.

In Abhängigkeit der zuordenbaren Nutzungsklasse sind unterschiedliche Ausgleichsmaßnahmen notwendig.

2.3 Stand der methodischen Grundlagen zur Erfassung und Bewertung ökologischer Daten

2.3.1 Allgemeine Ansatzpunkte

Zur Erfassung und Bewertung der Einflüsse des Rohstoffabbaus auf die Umwelt stehen mehrere Verfahren zur Verfügung, die jedoch für die vorliegende Aufgabenstellung nur mit unterschiedlich großen Einschränkungen angewendet werden können. Es sind dies besonders:

- Umweltverträglichkeitsprüfung [6, 46]
- Öko-Audit [115]
- Ökobilanz [4, 7, 9, 10, 46]
- Technikbewertung [1].

Ein Vergleich dieser vier Verfahren zeigt, dass die Methodik der Ökobilanz am besten geeignet ist, die erforderliche Aufgabenstellung zu lösen. Dabei ist jedoch zu beachten, dass die eigentliche Aufgabe einer Ökobilanz in der „Zusammenstellung und Beurteilung der Input- und Outputflüsse und der potenziellen Umweltwirkungen eines Produktsystems im Verlauf seines Lebensweges“ besteht, d. h. ein Bezug auf den

gesamten Lebenszyklus vorgenommen wird. Da jedoch der Rohstoffabbau mit dem Modul „Abbau“ als erster Lebensabschnitt eines Produktes definiert werden kann, ist diese Methodik der Ökobilanz [4] prinzipiell für die vorgegebene Aufgabenstellung verwendbar.

Um jedoch begrifflich eine klare Trennung zum Ausdruck „Ökobilanz“ zu erhalten, soll künftig in Bezug auf die vorliegende Aufgabenstellung der Begriff „Umweltbilanzierung“ verwendet werden (vgl. Abschnitt 2.4).

In der Literatur wird eine Reihe von Bewertungsmodellen für Ökobilanzen (Umweltbilanzierung) vorgeschlagen. Die Modelle besitzen derzeit nur theoretische Bedeutung und haben deshalb keinen Eingang in die Normen bzw. Normenentwürfe [4, 8-10] gefunden. In DOLD [39] wird eine Zusammenstellung von

- energieflussorientierten,
- stoffflussorientierten,
- schadenfunktionsorientierten,
- grenzwertorientierten,
- monetären und
- risikoorientierten

Ansätzen gegeben.

Nachfolgend sollen die Ansätze zur Bewertung kurz diskutiert werden. Weiterführende Ausführungen sind u. a. in der Literatur zu finden [2, 3, 14, 31, 46, 49, 54, 67, 68, 73, 146].

Energieflussorientierte Bewertungsansätze erscheinen für die Bewertung von Ökobilanzen ungeeignet zu sein, da die Energiebetrachtung nur einen Teil der Umweltbeeinflussung wiedergibt.

Stoffflussorientierte Ansätze beziehen sich auf stoffliche Bewegungen als Indikatoren für die Umweltbeeinflussung. Bei Ansätzen der kritischen Stoffflüsse wird davon ausgegangen, dass für jeden Stoff ein (regional abhängiger) kritischer Stofffluss, bezogen auf eine Zeiteinheit, existiert. Unter der Einbeziehung von Energie ist diese Methode bekannt unter dem Namen Methode der ökologischen Knappheiten (MÖK) oder Ökopunktmethode und entstand im Rahmen einer Studie des Schweizer BUWAL als Weiterentwicklung der Methode der kritischen Belastungsmengen [44]. Der kritische Fluss gibt Belastungsobergrenzen wieder, bei denen keine nachhaltigen Schädigungen des Ökosystems zu erwarten sind. Aus dem Verhältnis der Ist-Belastung (aktueller Fluss F) zur gerade noch tolerierbaren Belastung (kritischer Fluss F_k) erhält man die ökologische Knappheit. Durch den Faktor $1/F_k$ wird die ökologische Knappheit gewichtet, in dem die Stoffe, welche einen niedrigeren kritischen Fluss haben, d. h. eine höhere Umweltbelastung, zu einem größeren Anteil in die Berechnungen eingehen. Die ökologische Knappheit mit der Gewichtung und einer Konstante c ergeben dann den Ökofaktor für einen bestimmten Schadstoff (Gleichung (2.7)). Die Summe aus den Produkten der Schadstoffmengen und den Ökofaktoren ergibt dann die Umweltbelastung in einer aggregierten Zahl (Gleichung (2.8) und Abbildung 1). Die Voraussetzung dieser Methode ist jedoch die Kenntnis des kritischen Flusses.

$$\text{Ökofaktor} = \frac{1}{F_k} \cdot \frac{F}{F_k} \cdot c \quad \left[\frac{1}{g_{\text{Schadstoff}}}; \frac{1}{MJ_{\text{Energie}}}; \frac{1}{t_{\text{Abfall}}} \right] \quad (2.7)$$

$$\text{Umweltbelastung} = \sum_{i=1}^n \text{Menge}_i \cdot \text{Ökofaktor} \quad [-] \quad (2.8)$$



Abbildung 1: Methode der Ökologischen Knappheiten [16, 44]

Auf wissenschaftlicher Grundlage werden bei schadensfunktionsorientierten Ansätzen die wichtigsten Schadensfunktionen von Stoffen ermittelt. Die Schädlichkeit eines Produktes kann somit als Summe der Schädlichkeiten über den Lebensweg beschrieben werden. Demnach berücksichtigen diese Ansätze ausschließlich Prozessoutputs. Hierbei werden 3 unterschiedliche Stufen unterschieden:

- Quantifizierung einzelner spezifischer Umweltwirkungen ohne Aggregation der Einzelwerte
- Beurteilung einzelner Schadwirkungen eines Stoffes und Aggregation über ein einziges Umweltmedium (Schadwirkungen im Wasser)
- Beurteilung ökologischer Wirkungen einzelner Stoffe in allen Umweltmedien und Aggregation zu einem umweltmedienübergreifenden Schädlichkeitswert.

Die Ansätze der 3. Stufe sind für die Ökobilanzierungen wohl am besten geeignet.

Grenzwertorientierte Ansätze benutzen allgemein festgelegte Grenzwerte, um die Stoffemissionen eines Bilanzierungsobjektes zu bewerten. Grundüberlegung ist hierbei, dass die Grenzwerte für verschiedene Stoffe den ökologischen Wirkungen entsprechen. Dabei geben die Größenverhältnisse der Grenzwerte einzelner Stoffe die Prioritäten und Ansichten der Gesellschaft wieder. Generell besteht aber das Problem, dass nicht für alle Stoffe Grenzwerte vorhanden sind.

2.3.2 Wirtschaftlich orientierte Methoden

Eine Bewertung hinsichtlich der Kosten, der Umwelteinflüsse und der Technologie ist unter Nutzung von monetären oder nichtmonetären Verfahren denkbar. Dazu sind generell folgende Verfahren möglich:

- Kosten-Nutzen-Analyse (monetär) [153]
- Nutzwert-Kosten-Analyse (monetär/nichtmonetär) [110]
- Nutzwert-Analyse (nichtmonetär) [70, 110, 130]

Die Nutzwertanalyse ist zur Beurteilung von mehreren Kriterien und Alternativen anwendbar. Zunächst werden die Ziele festgelegt, welche die Kriterien charakterisieren. Jedem Kriterium wird ein Gewicht zugeordnet, das die Bedeutung in Relation zu den anderen Kriterien herstellt. Der Zielerfüllungsgrad gibt numerisch den Umfang an, mit dem ein Kriterium erfüllt ist. Aus Gewichtung und Zielerfüllungsgrad kann für jedes

Kriterium der Teilnutzwert errechnet werden. Die Teilnutzwerte werden zu einem Gesamtnutzwert für eine Alternative addiert. Diese Vorgehensweise ist in der Tabelle 2.3 dargestellt.

Tabelle 2.3: Vorgehensweise bei der Nutzwertanalyse [70]

Schritt	Nutzwertanalyse
Zielsystem	Festlegung eines Zieles - geringe Kosten - geringe Umwelteinwirkungen - Wertigkeit der Kriterien
Projektalternativen	Alternativen (Gewinnungsverfahren)
Beurteilungskriterien	Beurteilungskriterien sollen wertige Unterziele sein
Zielerträge	physisches Maß für die Erfüllung eines Beurteilungskriteriums in [dB], [€/t], [g/t],...
Zielerfüllungsgrad	dimensionslose umgeformte Zahl im Beurteilungskriterium zum Vergleich der anderen Alternativen
Kriteriengewicht	Berücksichtigung des Entscheidungsträgers, normierte Skalierung der Beurteilungskriterien
Teilnutzwert	Produkt aus Zielerfüllung und Kriteriengewicht für jedes Bewertungskriterium und jede Alternative
Gesamtnutzwert	Summe der Teilnutzwerte der Bewertungskriterien jeder Alternative

Mit der Nutzwert-Kosten-Analyse besteht die Möglichkeit, die Kosten und die Umwelteinflüsse zu berücksichtigen. Die Umweltbeeinflussung ist hierbei durch einen Punktemaßstab zu bewerten. Die betriebswirtschaftlichen Kosten gehen monetär in die Bewertung ein. Hierbei wird die Nutzwertanalyse durch eine Kostenrechnung ergänzt. Im Ergebnis spiegeln sich der Nutzen nichtmonetär und die Kosten monetär wider, indem der Quotient aus den Punktwerten und den Geldwerten gebildet wird oder/und beide Teilergebnisse in einem Diagramm dargestellt werden [110].

Zur Kosten-Nutzen-Analyse gibt es unterschiedliche Methoden. Diese zielen darauf ab, die Umweltbelastung, als externer Effekt, durch eine Zuordnung von Geldwerten zu monetarisieren. Externe Effekte sind vor allem volkswirtschaftliche, regionalwirtschaftliche, soziale und ökologische Effekte [130].

Da Umweltbelastungen keinen Marktpreis haben, erfolgt eine **indirekte Bewertung** der Umweltbelastungen nicht durch den Markt, sondern durch Hilfsgrößen. Diese Hilfsgrößen sind:

- Schadenskosten, nachträgliche monetäre Schätzung der Schäden von Umweltbelastungen
- Ausweichkosten, Kosten der physischen Abschirmung von Umweltgütern vor Schadensquellen oder des räumlichen Ausweichens
- Planungs- und Überwachungskosten, Kosten für Forschung, Entwicklung, Planung und Durchsetzung von Umweltzielen
- Vermeidungs- und Beseitigungskosten, Kosten für Maßnahmen zur Verhinderung von Umweltbelastungen (Emissionsreduzierungen), Kosten für die Beseitigung von Umweltschäden

Die Bestimmung der Vorteilhaftigkeit von Handlungsalternativen nach betriebswirtschaftlichen Kriterien setzt Neutralität hinsichtlich der noch nicht erfassten externen Effekte voraus. Für Sachinvestition (Projekt Bergwerk, Produktionsfaktoren) sind objektbezogene Entscheidungssituationen charakteristisch, in denen die Vergleichbarkeit zum einen nicht gegeben ist und zum anderen die Einhaltung bzw. Erfüllung von nicht wirtschaftlich bestimmbar GröÙen von Bedeutung ist. Somit stellt die Entscheidung einen Ausgleich von unterschiedlichen Interessen - wie z. B. von Wirtschaftlichkeit und Ökologie dar. Nach SLABY [130] bietet die Theorie neben der Nutzwertberechnung und der Bewertung von Handlungsalternativen auch eine direkte monetäre Bewertung von externen Effekten an. Verfahren zur direkten Bewertung von externen Effekten versuchen durch eine Befragung von Individuen hinsichtlich ihrer Präferenzen eine direkte Bewertung von Umweltgütern zu erhalten (Kontingente Bewertung). Demnach kann die Bewertung durch sogenannte Zahlungsbereitschaften für eine Verbesserung der Umweltqualität erfolgen.

2.4 Ökobilanz und Umweltbilanz - eine begriffliche Abtrennung

Die Vorläufer der heutigen Ökobilanzen sind in den 70er Jahren im Zusammenhang mit den Energiekrisen entstanden. In dieser Zeit erweiterten MÜLLER-WENK [96] in der Schweiz und HUNT [65] in den USA die Diskussion der Ressourcenverknappung.

Der Begriff „Ökobilanz“ taucht erstmals im Jahr 1978 in Studien der EMPA (Eidgenössische Materialprüfanstalt, Sankt Gallen) auf [46]. Hierbei wird die „Ökobilanz“ als ein „objektiver Zahlenansatz über Umweltbelastungen“ für die Verwendung von Werkstoffen definiert. Grundlage dieser Studien ist die Diskussion von Verpackungsmaterialien in Bezug auf ihre ökologischen Belastungen mit der Maßgabe, neben dem Rohstoff- und Energieeintrag auch die anfallenden Schad- und Reststoffe zu erfassen.

Die Bilanzierung umweltbezogener Parameter als ein zusätzliches Entscheidungskriterium setzte sich in den frühen 80er Jahren insbesondere in der Schweiz sowie in Skandinavien durch. Zu Beginn der 90er Jahre wurde die Ökobilanz zur Beurteilung von Alternativen bezüglich der Umweltbelastungen verwendet. Erstmals wurde neben der Ermittlung der Stoff- und Energieströme noch eine Bewertung dieser Ströme durchgeführt. Die Ökobilanz bestand demnach aus einer Sachbilanz und einer Bewertung. Ab Mitte der 90er Jahre beginnt die Ökobilanz ein breites Anwendungsfeld zu finden, zum Beispiel in Unternehmen der Grundstoff- und Investitionsgüterindustrie. Verschiedene Ansätze zeigen aber auch, dass die Glaubwürdigkeit sowie die Vergleichbarkeit der Ökobilanz nur gewährleistet sind, wenn einheitliche Modelle bei der Erstellung von Bilanzen zugrunde gelegt werden [46].

Die Arbeitsschritte einer Produktökobilanz wurden erstmals durch die SETAC (Society of Environmental Toxicology and Chemistry) 1991 definiert [133]. Seither wurde von der ISO (International Organization for Standardization), unter Einbindung verschiedener Expertengruppen, diese Standardmethodik weiterentwickelt. Inzwischen ist diese Standardmethodik international verabschiedet und auch als europäische und deutsche Norm seit 1997 gültig. Somit ist der Rahmen für Modelle für die Erstellung der Ökobilanzen gegeben. In der Abbildung 2 sind die Meilensteine zur Entwicklung der Ökobilanzmethode dargestellt.

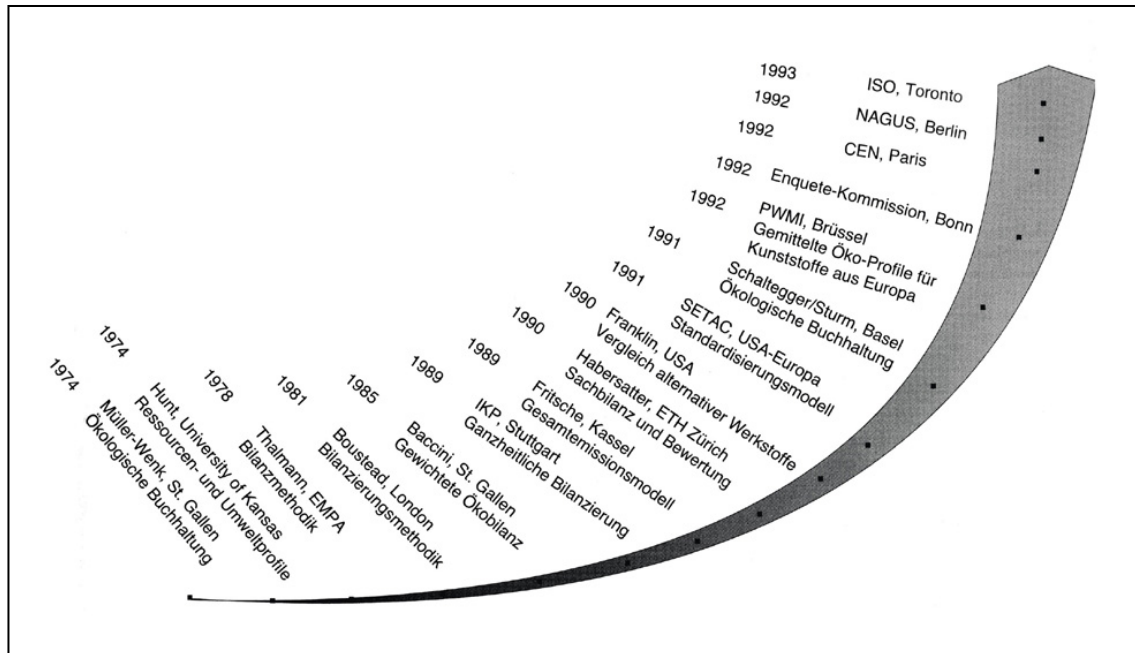


Abbildung 2: Meilensteine bei der Entwicklung der Ökobilanzmethode [46]

Nach DIN EN ISO 14040 ist Ökobilanz eine Methode zur Abschätzung der mit einem Produkt, Produktsystem oder mit einer Dienstleistung (im Folgenden nur noch Produkt genannt) verbundenen Umwelteinflüsse. Hierbei beruht das Konzept der Ökobilanzierung auf folgenden Grundgedanken [47]:

- Betrachtung des gesamten Lebenszyklus bis hin zum Recycling und zur Entsorgung
- Erfassung aller mit dem Lebenszyklus verbundenen Umweltbeeinflussungen, wie Emissionen in die Luft, Wasser, Boden, Abfälle, Rohstoffverbrauch, Naturrauminanspruchnahme
- Zusammenfassung der Umweltbelastungen hinsichtlich möglicher Wirkungen und Bewertung mit dem Ziel, umweltorientierte Entscheidungen zu treffen

Dabei wird wie folgt vorgegangen (Abbildung 3):

1. Festlegung eines Ziels und des Untersuchungsrahmens
2. Erstellen einer Sachbilanz
3. Wirkungsabschätzung
4. Auswertung

Zu 1.: Bei der Festlegung des Untersuchungsrahmens (Systemgrenzen) sind die Abschneidekriterien, d. h. die Schnittstellen zwischen einem Produktsystem und seiner Umwelt oder anderen Produktsystemen, zu definieren. Dabei ist unter anderem zu berücksichtigen, dass die Betriebsmittel, Hilfs- und Betriebsstoffe bereits in den Vorstufen hergestellt werden. Bereits dabei erfolgen ebenfalls Einwirkungen auf die Umwelt, die angemessen berücksichtigt werden müssen [47].

Zu 2.: Die Sachbilanz ist ein Bestandteil der Ökobilanzierung, welcher die Zusammenstellung und Quantifizierung von Inputs und Outputs der Massen- und Energiebilanzen eines gegebenen Systems umfasst. Sie erfordert zeitlich den größten Aufwand innerhalb eines Ökobilanzierungsprojektes. Zu den Inputstoffen einer Massenbilanz gehören neben den Rohstoffen, Hilfs- und Betriebsstoffen die

Energieträger. Die Outputstoffe beinhalten neben dem Prozessprodukt die gasförmigen Emissionen und Abfallstoffe. Zu den zu bilanzierenden Energiearten gehören die chemische, thermische und elektrische Energie.

Zu 3.: Bei der Wirkungsabschätzung wird mithilfe der Ergebnisse der Sachbilanz eine Beurteilung potenzieller Umweltwirkungen angestrebt. „Der methodische und wissenschaftliche Rahmen für die Wirkungsabschätzung befindet sich noch in der Entwicklung. Modelle für Wirkungskategorien sind unterschiedlich weit entwickelt. Es gibt keine allgemein anerkannten Methoden für eine durchgängige und genaue Zuordnung von Sachbilanzdaten zu spezifischen potenziellen Umweltwirkungen.“ [4, 48, 71, 76]

Zu 4.: „Die Auswertung ist eine Phase der Ökobilanz, bei der die Ergebnisse der Sachbilanz und der Wirkungsabschätzung entsprechend dem festgelegten Ziel und dem Untersuchungsrahmen zusammengefasst werden ..., um Schlussfolgerungen und Empfehlungen zu geben.“ [4] Entscheidungen und Maßnahmen, die aufgrund von Ergebnissen der Umweltbilanzierung getroffen werden, liegen außerhalb des Untersuchungsrahmens, da hierbei ökonomische, technische und soziale Aspekte berücksichtigt werden müssen [4].

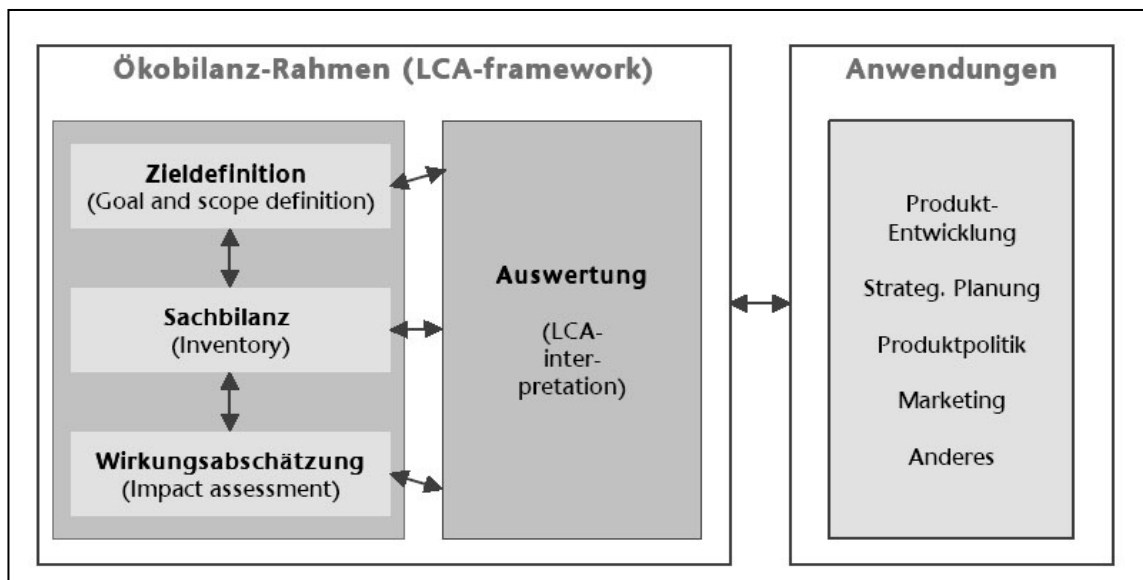


Abbildung 3: Bestandteile der Ökobilanz nach DIN EN ISO 14040

Wie in der Abbildung 3 zu erkennen ist, beeinflussen sich die Bestandteile der Ökobilanz direkt oder indirekt. Der Umfang und der Aufwand einer Ökobilanz hängen von der Zielsetzung der Ökobilanzstudie ab. Dadurch wird auch der Umfang der Sachbilanz und auch der Wirkungsabschätzung beeinflusst.

Die Größe des Bilanzierungsrahmens ist abhängig von der Anzahl der zu betrachtenden Prozesse, der Umwelteinwirkungen und der Detaillierungstiefe. Hierbei ist zu berücksichtigen, welchem Interesse die Ökobilanz dient. Die wichtigste Grenze ist die Abgrenzung des untersuchten Systems von der Umwelt. Diesem System werden Daten zugeführt, welche auch als Input bezeichnet werden, wie Rohstoffe und Energie. Die Outputs des Systems sind beispielsweise Koppelprodukte, Sekundärrohstoffe und Emissionen. Weiterhin sind auch zeitliche und geografische Systemgrenzen zu beachten [101].

Die Sachbilanz dient zur Datenerhebung der Ökobilanz, indem Daten der Ein- und Ausgangsstoffe erhoben werden. Insbesondere werden in diesem Zusammenhang die

Gewinnung der Rohstoffe, deren Verarbeitung, die Herstellung von Halbmaterialien, die Nutzung und die Verwertung des Produktes und damit verbundene Energieaufwände sowie Transportprozesse berücksichtigt. Um die Übersicht im Gesamtsystem zu behalten, ist eine modulare Unterteilung sinnvoll. Zur repräsentativen Beschreibung eines jeden Moduls sind umfassende Kenntnisse notwendig. Da es kaum möglich ist, alle Daten original zu erheben, besteht eine Sachbilanz im Allgemeinen aus Daten verschiedener Herkunft. Diese Daten werden unterteilt in Originaldaten, generische Daten (Mittelwerte) und Schätzungen [101]. Bei der Datenvalidierung ist zu überprüfen, ob alle Daten korrekt sind. Bei unvollständigen Daten sind die Sachverhalte zu begründen. Gegebenenfalls werden fehlende Daten auf der Grundlage von Erfahrungen ersetzt. Um die Datenmenge zu reduzieren, werden gleichartige Daten zusammengefasst (Datenaggregation). Hierbei sind generell folgende Aggregationen sinnvoll [101]:

- Kumulierter Energieaufwand (KEA)
- Materialien
- Abfälle (Sonderabfälle, Hausmüll, Bauschutt usw.)
- Emissionen in die Luft, Wasser und ggf. Boden

Durch eine Sensitivitätsanalyse sind die Systemgrenzen, welche im Teil I der Ökobilanz festgelegt wurden, zu überprüfen und gegebenenfalls zu variieren. Die Ergebnisse sind hinsichtlich der Datenqualität der Inputs und Outputs zu bewerten, um Unsicherheiten zu beurteilen.

Die Ergebnisse der Sachbilanz bilden die Grundlage für den dritten Teil der Ökobilanz, der Wirkungsabschätzung. In der Wirkungsabschätzung werden die Ergebnisse der Sachbilanz möglichen Umweltwirkungen zugeordnet. Als Beispiel ist die globale Erwärmung zu nennen, die mit dem Anstieg des CO₂-Gehaltes in der Atmosphäre begründet wird. Demzufolge sind alle Gase, welche nachweisbar die globale Erwärmung begünstigen, mit einem Wirkfaktor der Wirkkategorie globale Erwärmung zuzuordnen.

In der DIN EN ISO 14042 sind keine Wirkkategorien aufgeführt. Es werden Rahmenbedingungen für die Auswahl der Wirkkategorien gegeben. Außerdem werden von einer internationalen Expertengruppe (SETAC-Europe) Empfehlungen für verfügbare Modelle für Wirkkategorien erarbeitet. Von den seit 1995 in der Standardliste des DIN-NAGUS vorgeschlagenen Wirkkategorien werden derzeit für die praktische Durchführung folgende Wirkkategorien als sinnvoll erachtet [48, 99]:

- Treibhauseffekt, Global Warming Potential (GWP) in kg CO₂-Äquivalent
- Stratosphärischer Ozonabbau, Ozone Depletion Potential (ODP) in kg R11-Äquivalent
- Versauerungspotenzial, Acidification Potential (AP) in kg SO₂-Äquivalent
- Überdüngungspotenzial, Nutriphication Potential (NP) in kg PO₄-Äquivalent
- Sommersmog, Photochemical Ozone Potential (POCP) in kg C₂H₄-Äquivalent

Im 4. Schritt einer Ökobilanz erfolgt eine Bilanzbewertung. Darin werden die Ergebnisse der Sachbilanz und der Wirkungsabschätzung zusammengefasst. Unter Beachtung der Zielstellung führen die zusammengefassten Ergebnisse zu Erkenntnissen, die als Grundlage für Entscheidungen und Maßnahmen herangezogen werden können.

Die begriffliche Trennung zwischen Ökobilanz und Umweltbilanz ist deshalb zu vertreten, da nach [4] die Ergebnisse von Ökobilanz-Studien vor allem auf globale und überregionale Aspekte ausgerichtet und für örtliche und regionale Anwendungen u. U. weniger geeignet sind. Eine Erweiterung auf die Outputs „Flächeninanspruchnahme“, „Schwingungen“, „Schall“ usw., die häufig nur am Rande betrachtet [46] oder nur als Diskussionsgrundlage vorgegeben werden [47], erweist sich als notwendig. Weiterhin

dürfen Ökobilanzen per Definition keine ökonomischen Kenngrößen enthalten, jedoch lassen sie sich aber gut integrieren.

In [52] wird für Untersuchungen, die nur Teilbereiche des Produktlebenslaufes betreffen, der Begriff „betriebsbezogene Ökobilanzen“ geprägt und darauf hingewiesen, dass die Methode der Ökobilanzierung auch für dieses Gebiet anwendbar ist.

In Anlehnung an die Ökobilanz [4, 46, 58] umfasst die Umweltbilanzierung folgende Arbeitsstufen:

- Definition des Ziels und des Untersuchungsrahmens
- Sachbilanz
- Bewertung unter Berücksichtigung einer Wirkungsabschätzung

Neu zu lösende Aufgaben bei der Bewertung bestehen u. a. bei der Festlegung der Rangfolge und Bedeutung der einzelnen Verfahrensausgaben (z. B. bei Lärm, Erschütterungen) sowie in einer Gesamteinschätzung der einzelnen Verfahren aus ökologischer Sicht (Grundlage bildet eine vorangegangene Bewertung der einzelnen Verfahrensausgaben) nach möglichst quantitativen Kriterien.

Die Diskussion um die Bewertung innerhalb von Ökobilanzen bzw. Umweltbilanzierungen (vgl. Projekt „Bewertung in Ökobilanzen“ [148]) hat ihren vorläufigen Abschluss in der Fixierung von neun Konsenspunkten gefunden. Unter anderem wird dabei festgestellt, dass die Bewertung grundsätzlich subjektiv und nicht objektivierbar ist und es deshalb eine Pluralität von Bewertungsmethoden geben muss [148]. Die Umweltbilanzierung stellt ein Verfahren zur Erfassung und vergleichenden Bewertung von ökologischen und ökonomischen Aspekten dar. Ausgehend von definierten Systemen werden lokal und regional/global wirkende Umwelteinflüsse betrachtet.

3 Methodik der Umweltbilanzierung

3.1 Beschreibung der Methodik

Zur Bewertung der Umwelteinwirkungen beim Abbau von Festgestein wurde in Anlehnung an den Begriff Ökobilanz der Begriff Umweltbilanzierung gewählt (vgl. Abschnitt 2.4).

In der Phase Definition des Zieles und des Untersuchungsrahmens wird festgelegt, in welchem Umfang die Untersuchungen durchgeführt werden sollen. Hierzu werden vergleichbare Rahmenbedingungen der zu untersuchenden Systeme technisch-technologisch definiert. Die Emissionsquellen sind zu identifizieren und potenzielle Umwelteinflüsse zu erörtern.

In der Sachbilanz werden die Umwelteinflüsse quantifiziert.

Bei der Bewertung der Umwelteinflüsse werden die Daten aus der Sachbilanz in einer Bewertungsmatrix miteinander verglichen. Unterschiede zwischen den vergleichbaren Alternativen werden herausgearbeitet. Die Einführung von Wichtungsfaktoren nach vorgegebenen Präferenzen soll die Unterschiede weiter verdeutlichen.

Die Methodik der Umweltbilanzierung wird dabei an Modelltagebauen für Festgestein angewendet und weiterentwickelt. Im Mittelpunkt der Betrachtungen steht das Abbauverfahren mit den Komponenten „Abbausystem“ und „Abbauführung“. Unter einem „Abbausystem“ ist die Gerätekette, welche zum Abbau einer Lagerstätte notwendig ist, zu verstehen. Im Allgemeinen beinhaltet diese Gerätekette die Teiloperationen [26]

- Lösen,
- Laden,
- Transportieren (Fördern),
- Vorbrechen.

Die Komponente „Abbauführung“ wird charakterisiert durch [156]

- Richtung des Abbaufortschritts, während des Abbaus der Lagerstätte (vertikal oder horizontal),
- Reihenfolge der Inangriffnahme des Abbaus einzelner Abbauscheiben,
- Art des Voranschreitens des Abbausystems auf einer Scheibe (Parallelabbau, Weitungsabbau, Schwenkabbau).

Mögliche Abbauverfahren sind in der Abbildung 4 dargestellt. Die Abbauverfahren werden oftmals durch Art und Weise des „Lösens“ von Gestein beschrieben. Dies kann entweder mittels Bohren und Sprengen oder „sprengstofflos“ erfolgen. Ein Abbauverfahren schließt das Abbausystem sowie dessen räumliche Bewegung über definierte Zeiträume ein. Spricht man vom Gewinnungsverfahren, ist nur die Art und Weise des Lösens und Ladens zu verstehen.

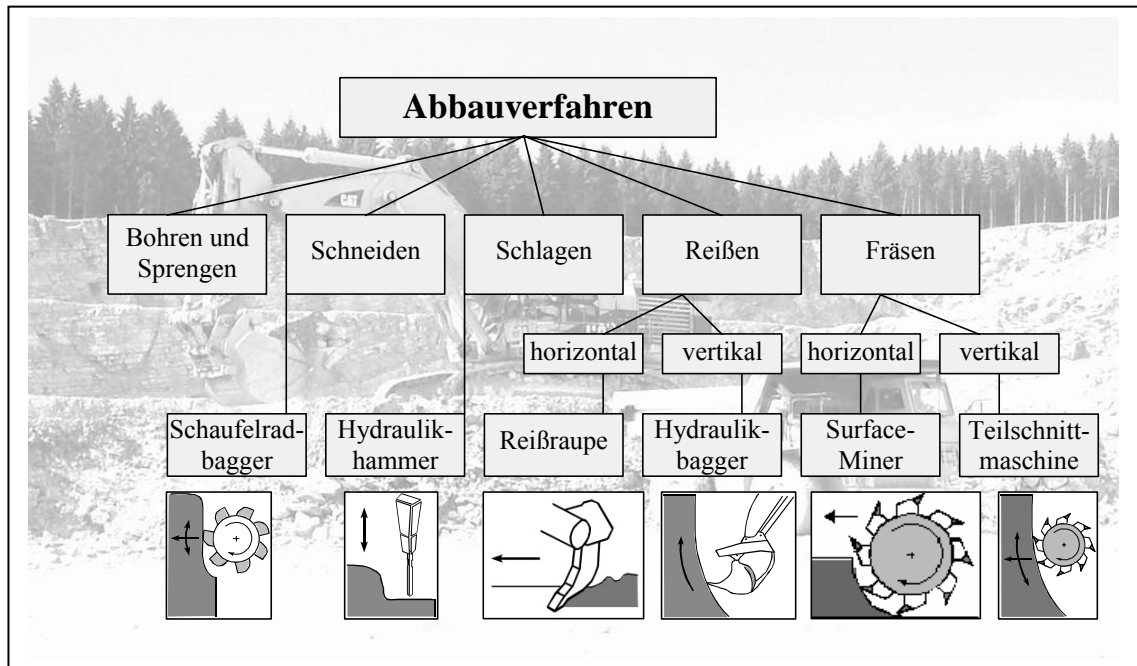


Abbildung 4: Abbauverfahren im Festgestein

Ziel ist es, Abbauverfahren ökologisch und ökonomisch vergleichend zu bewerten und diesbezüglich einen Beitrag zur Beschreibung der Prozesse beim Abbau von Gestein zu leisten. Hieraus ist ein umweltfreundliches bzw. umweltverträgliches Abbauverfahren zu benennen. Eine zusammenfassende Definition für ein umweltfreundliches Abbauverfahren ist in der Abbildung 5 dargestellt. Dahingehend sind technische, wirtschaftliche, ökologische Untersuchungen durchzuführen.

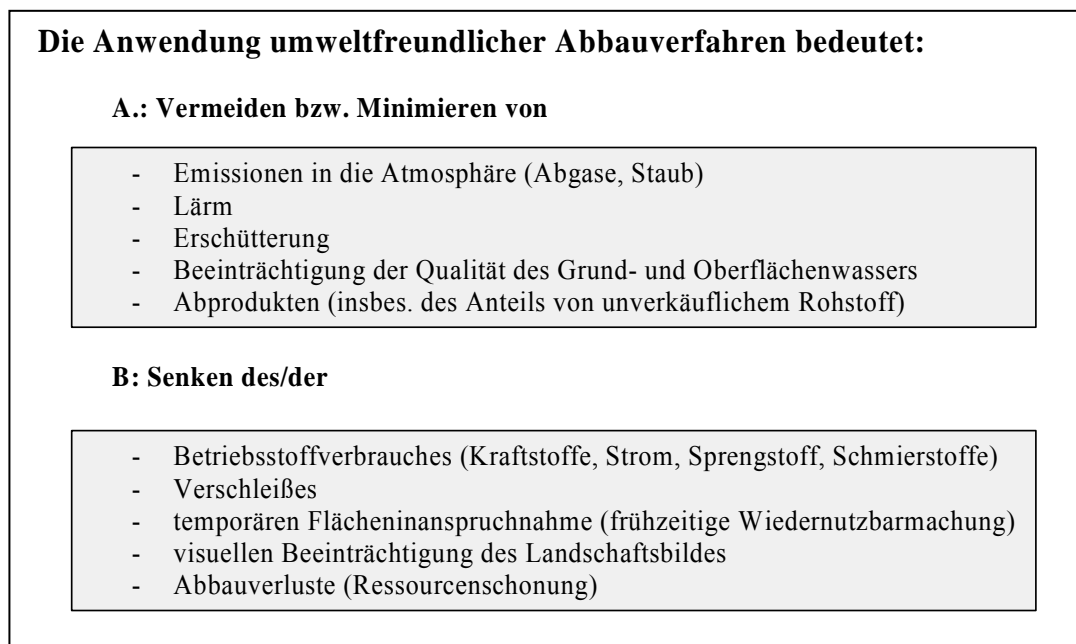


Abbildung 5: Definition eines umweltfreundlichen Abbauverfahrens

3.2 Vorgehensweise

3.2.1 Technisch-wirtschaftliche Untersuchungen

In der Abbildung 6 ist die allgemeine Vorgehensweise für die Auswahl eines „umweltfreundlichen Abbaufahrens“ dargestellt.

Für den zu untersuchenden Gesteinstagebau ist eine aufs Jahr bezogene Gewinnungsleistung vorgegeben. Ausgehend von der Lagerstätte bzw. dem Gebirge mit seinen Verbands- und Gesteinseigenschaften, ist eine Gewinnungsleistung für jedes Gewinnungsverfahren zu ermitteln. Die Gesteinsparameter, wie die Druckfestigkeit (einaxiale Druckfestigkeit), Zug- und Scherfestigkeit, Elastizitätsmodul und die Gebirgsparameter wie die Klüftigkeit, Verwitterungsgrad und die Ausbildung der Schichten beeinflussen die Löseeigenschaften des Gesteins. Des Weiteren sind das Maschinengewicht und das Löseverfahren von Bedeutung.

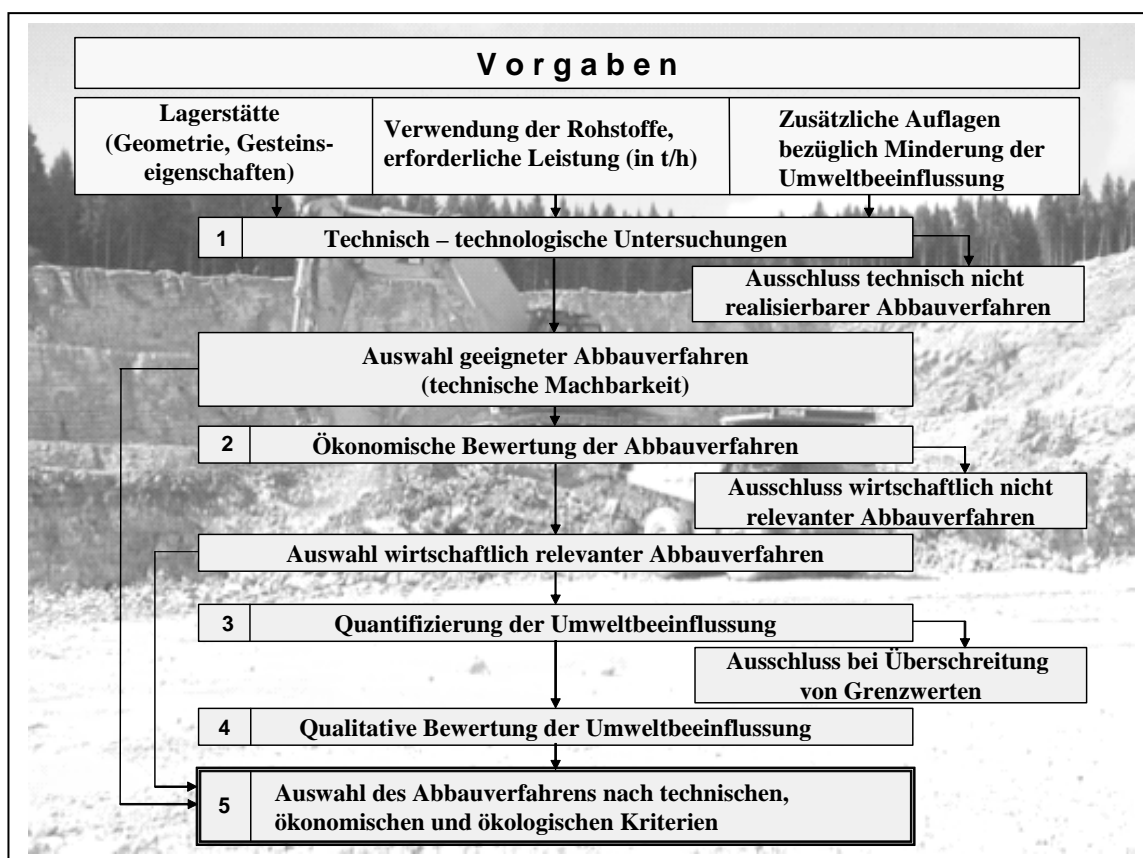


Abbildung 6: Ablaufschema zur Auswahl umweltfreundlicher Abbaufahren

Weitere Vorgaben, wie die Verwendung des Rohstoffes und daraus resultierende Qualitätsanforderungen sowie zusätzliche Auflagen bezüglich der Umweltbeeinflussung, wie z. B. Einhaltung von Grenzwerten, sind für die Auswahl von geeigneten Abbaufahren zu beachten. Zahlreiche in der Literatur beschriebene Tests sowie eigene Erfahrungen lassen für die Anwendung der Methodik eine Schätzung der Gewinnungsleistung bei der Angabe von Druckfestigkeit und der Beschreibung des Trennflächegefüges zu [123].

Die technisch-technologischen Untersuchungen umfassen im Wesentlichen das Abbaufahren. Technisch nicht realisierbare Abbaufahren werden aus den weiteren Betrachtungen ausgeschlossen.

Die technisch sinnvollen Varianten werden gemäß der Methodik wirtschaftlich untersucht. Hierbei kann zum einen eine statische und zum anderen eine dynamische Kostenbetrachtung durchgeführt werden. Die statische Kostenbetrachtung beinhaltet die Kapital- und Betriebskosten. Die dynamische Kostenbetrachtung wird nach der Methode der Finanzmathematischen Durchschnittskosten (FMK-Methode) durchgeführt [130]. Deutlich unwirtschaftliche Verfahren werden nicht weiter berücksichtigt.

Allgemeine Tendenzen zu sprengstofflosen Gewinnungsverfahren

Die Tendenz, dass mit einer großen und schweren Maschine eine hohe Gewinnungsleistung realisierbar ist, findet sich in der Abbildung 7 wieder.

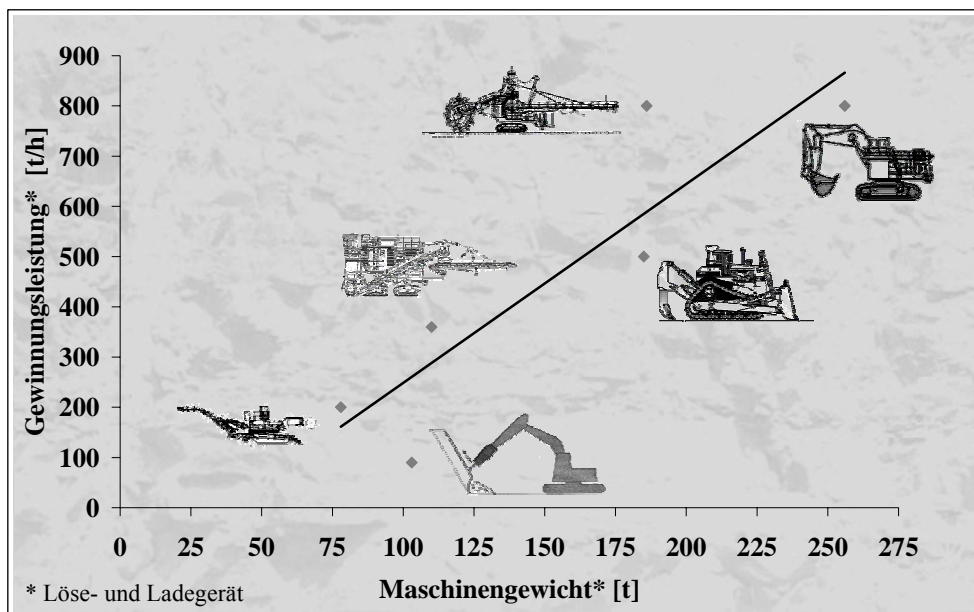


Abbildung 7: Tendenz zwischen Maschinengewicht und Gewinnungsleistung [123]

Eine weitere Tatsache ist, dass mit dem Anstieg der Druckfestigkeit die Gewinnungsleistung abnimmt. Der Quotient Gewinnungsleistung/Maschinengewicht in der Abbildung 8 steht im erweiterten Sinn für einen Teil des energetischen Aufwandes zum Lösen und Laden von Gestein. Je größer dieser Quotient, desto günstiger. Denn bereits zum Herstellen der Maschine werden Energie und Rohstoffe verbraucht, und eine schwerere Maschine bedeutet beispielsweise auch einen höheren Einsatz an Rohstoff (Stahl) und Energie [156]. Des Weiteren deutet dieser Quotient auch auf ökonomische Aufwendungen hin. Denn eine schwere Maschine hat höhere Anschaffungs- und auch höhere Betriebskosten. Dem kann durch eine entsprechend hohe Gewinnungsleistung entgegengewirkt werden.

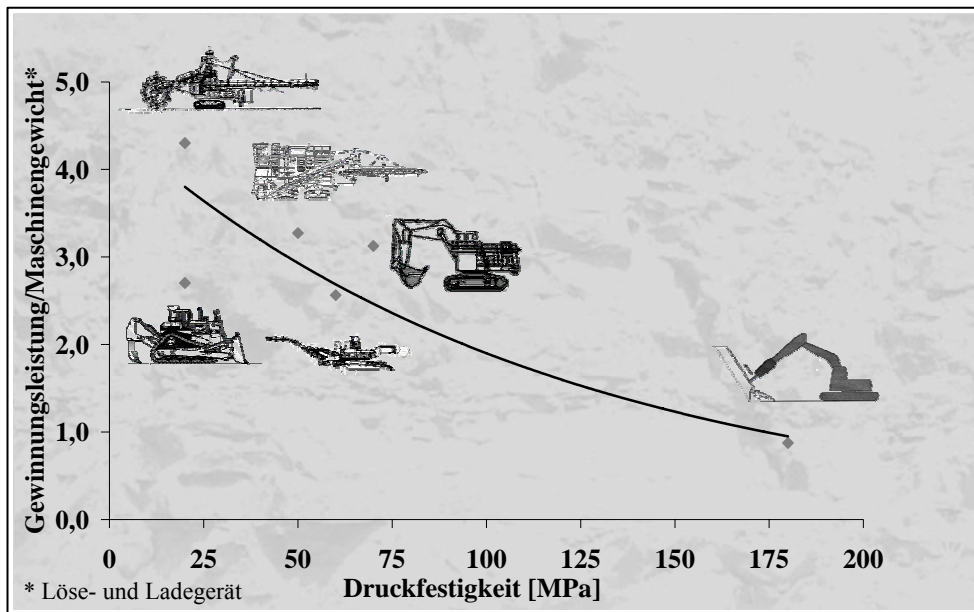


Abbildung 8: Tendenz zwischen Druckfestigkeit und Gewinnungsleistung/Maschinengewicht [123]

In der Abbildung 8 wird durch den Quotienten Gewinnungsleistung/Maschinengewicht über der Druckfestigkeit weiterhin deutlich, dass mit einer steigenden Druckfestigkeit ein erhöhter Energiebedarf notwendig ist, um das Gestein zu lösen. So ist die Gewinnung mit dem Schaufelradbagger energetisch sicherlich die günstigste Variante, das Gestein zu gewinnen, jedoch nur in einem eingeschränkten Festigkeitsbereich. Dahingegen ist der Einsatz eines Hydraulikhammers aus energetischer Sicht sehr aufwendig. Jedoch ist meistens dort, wo der Hydraulikhammer eingesetzt wird, als weitere Alternative nur noch das Bohren und Sprengen möglich.

3.2.2 Untersuchungen zur Umweltbeeinflussung

Nach der wirtschaftlichen Bewertung erfolgt eine Quantifizierung der Umweltbeeinflussung durch eine Input-Output-Analyse (Abbildung 9). Die Umwelteinflüsse, welche beim Abbau von Festgestein auftreten sind komplex, und umfassen insbesondere Erschütterungen, Lärm, Staub, Emissionen von Verbrennungsgasen, Energieverbrauch, Materialverbrauch, Beeinflussung des Landschaftsbildes, gegebenenfalls Beeinflussung des Grund- und Oberflächenwassers (Abschnitt 1.2).

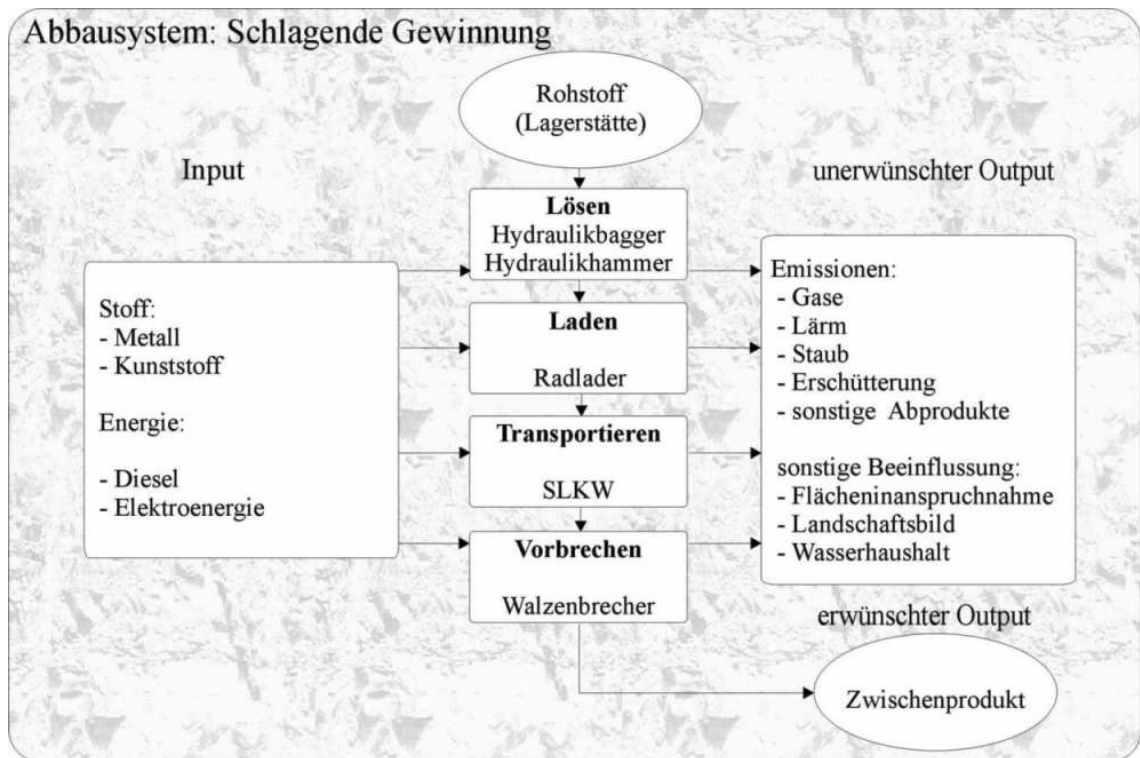


Abbildung 9: Input-Output-Analyse, Beispiel: Schlagende Gewinnung

Erschütterung

Erschütterungen können für das Bohren und Sprengen nach verschiedenen Prognosebeziehungen unter Berücksichtigung von Abstand und Sprengstoffmenge pro Zündzeitstufe oder Bohrloch berechnet werden. Schwingungen, hervorgerufen durch andere Gewinnungsverfahren, wurden bisher nicht wissenschaftlich untersucht und konnten daher nur qualitativ abgeschätzt werden [122]. Bei der Berücksichtigung von Erschütterungen sind sowohl die Intensität als auch die Erschütterungszeit von Bedeutung. Daher erfolgt ein quantitativer Vergleich sowohl unter Berücksichtigung der Erschütterungszeit als auch des Energieeintrages in das Gebirge (Abschnitt 2.2.1).

Während beim Sprengen die Sprengstoffmenge (pro Bohrloch oder pro Zündzeitstufe) einen entscheidenden Einfluss auf die Höhe der Erschütterungen ausübt, bewirkt dies bei den sprengstofflosen Verfahren ein Anteil der ins Gestein eingetragenen mechanischen Energie. Beim Hydraulikhammer ist die Einzelschlagenergie des Hammers eine wichtige Größe zur Beurteilung der Löseeigenschaften. Bei großen Hydraulikhämmern beträgt diese Einzelschlagenergie max. 20 kJ [145].

Die Zeitpunkte und damit die Abfolge der Zündung der einzelnen Bohrlöcher sind beim Zünden einer Sprenganlage vorgegeben. Eine mit dem Zünden einer Sprenganlage vergleichbare, zeitliche Restriktion ist beim Einsatz von mehreren Hydraulikhämmern nicht möglich. Daher wird die Annahme getroffen, dass die Anzahl der Löseeinheiten der Intensität der Erschütterung entspricht. Im Vergleich zum Energieeintrag beim Sprengen ist der Energieeintrag beim Einsatz von mehreren Hydraulikhämmern immer noch deutlich geringer, als beim Sprengen.

Lärm

Für die Modelltagebaue soll die Immissionsentwicklung im Zusammenhang mit der Tagebautwicklung untersucht werden. Hierbei spielt eine wesentliche Rolle, wie sich die Schallimmission mit zunehmender Abbautiefe entwickelt. Diesbezüglich werden für jedes Modell zwei Szenarien ausgewählt. Für diese Szenarien erfolgt eine Immissionsrechnung in Anlehnung an die VDI-Normen 2714 und 2720. Das erste Schallszenario beschreibt die Immissionssituation etwa in der Mitte der ersten Arbeitsebene, das zweite Szenario beschreibt eine ähnliche Situation auf der untersten Arbeitsebene. Für jedes Modell werden die Schallpegel nach Gleichung (3.1) gemittelt, so dass für jedes Modell ein mittlerer Schallimmissionspegel errechnet wird. Dieser Wert findet in der abschließenden Bewertung Eingang.

$$L_m = 10 \cdot \log \left[\frac{1}{n} \cdot \sum_{i=1}^n 10^{0,1 \cdot L_i} \right] \quad [\text{dB(A)}] \quad (3.1)$$

- L_m : mittlerer Schallpegel
 L_i : zu mittelnde Schallpegel mit $i = 1$ bis n
 n : Anzahl der zu mittelnden Schallpegel

Staub

Für das Laden und Fördern wird die Quellstärke und somit die Staubemissionen für die Prozesse Aufnahme, Förderung und Abgabe nach VDI 3790 rechnerisch ermittelt. In dieser Norm wird Staub als „Verteilung fester Stoffe in Gasen mit einem Durchmesser von 1 μm bis 500 μm “ definiert. Um die Größenordnung der Staubemission für das Bohren, Sprengen und Vorbrechen zu erhalten, wird diese trotz großer Unsicherheiten in Anlehnung an den Revisionsbericht „Revision of Emission Factors for AP-42 Section 11.9, Western Surface Coal Mining“ [150] rechnerisch abgeschätzt.

Gasförmige Emissionen

Aus der Datenbank GEMIS 4.2 [12] werden Daten für die Dieselpreparierung, Strombereitstellung, Metallherstellung und Kunststoffherstellung für jedes Abbausystem berücksichtigt und die folgenden Wirkkategorien bzw. Umweltindikatoren berechnet (vgl. Abschnitt 2.2.4):

- Treibhauspotenzial (THP)
- Versauerung (AP)
- Ozonbildung (TOPP)

Kumulierter Energieaufwand - KEA

Für diese Arbeit werden die KEAs mithilfe der Datengrundlage von GEMIS 4.2 errechnet. Im Textteil wird nur der Gesamt-KEA ($\text{KEA}_{\text{Summe}}$) ausgewiesen.

Flächeninanspruchnahme

Die in Anspruch genommene Fläche des Tagebaus wird u. a. durch das Abbauverfahren beeinflusst. Dabei wird zwischen einem jährlichen Zuwachs der Flächen-

inanspruchnahme und einem spezifischen Flächenverbrauch über die gesamte Abbauzeit unterschieden.

Unterschiedliche Strossenhöhen und Zwischenbermen bedeuten bei gleicher Abbauteufe unterschiedlich große, in Anspruch genommene Flächen. Durch niedrige Gewinnungsböschungen und zusätzliche Zwischenbermen werden der Generalböschungswinkel flacher und die in Anspruch genommene Fläche, bei gleicher Abbauteufe, größer.

Für einen jährlichen Flächenzuwachs FI_t werden die jedes Jahr neu beanspruchte Fläche $A_{t,neu}$ und die gewonnene Masse m_t zugrunde gelegt, wie in der Gleichung (3.2) dargestellt. Jedoch sagt diese Beziehung nichts über die während der gesamten Abbauzeit in Anspruch genommene Fläche aus, wodurch der zeitliche Aspekt nicht berücksichtigt wird.

$$FI_t = \frac{A_{t,neu}}{m_t} \left[\frac{m^2}{t} \right] \quad (3.2)$$

FI_t : neue, spezifische Flächeninanspruchnahme im Jahr t

$A_{t,neu}$: neue Fläche im Jahr t in $[m^2/a]$

m_t : gewonnene Masse im Jahr t in $[t/a]$

Der spezifische Flächenverbrauch über die gesamte Abbauzeit kann nach der Gleichung (3.3) ermittelt werden. Hiernach ist zumindest eine Aussage über die gesamte Abbauzeit möglich. Jedoch sagt das Ergebnis noch nichts darüber aus, ob die Flächeninanspruchnahme frühzeitig oder später und damit über eine kurze oder lange Zeitdauer erfolgt.

$$FI_{ges} = \frac{A_{ges}}{m_{ges}} \left[\frac{m^2}{t} \right] \quad (3.3)$$

FI_{ges} : spezifische Flächeninanspruchnahme am Ende der Abbauzeit

A_{ges} : Gesamtfläche des Tagebaus in $[m^2]$

m_{ges} : Gesamtmasse aus dem Tagebau in $[t]$

Eine kurze Inanspruchnahme kann nicht nur aus ökologischen, sondern auch aus ökonomischen Gründen vorteilhaft sein. Eine größere Tagebaufläche bedeutet zum Beispiel auch eine größere zufließende und zu hebende Wassermenge bei Regen. Zur Berücksichtigung der zeitlichen Aspekte über die gesamte Abbauzeit gibt die Gleichung (3.4) einen Hinweis. Demnach wird im Ergebnis die mittlere Flächeninanspruchnahme größer, wenn die gesamte Fläche bereits in den ersten Jahren erreicht wird. Tritt eine Inanspruchnahme der gesamten Tagebaufläche erst später ein, so fällt das Ergebnis aus Gleichung (3.4) kleiner aus, als im vorher beschriebenen Fall.

$$FI_{ges,n} = \frac{1}{n} \cdot \sum_{t=1}^n \frac{A_{t,ges}}{m_{t,ges}} \left[\frac{m^2}{t} \right] \quad (3.4)$$

$FI_{ges,n}$: spezifische mittlere Flächeninanspruchnahme über die gesamte Abbauzeit

$A_{t,ges}$: Gesamtfläche des Tagebaus im Jahr t in $[m^2]$

$m_{t,ges}$: aus dem Tagebau gewonnene Masse zum Zeitpunkt t in $[t]$

n: Anzahl der Jahre (Abbauzeit)

Anmerkung zur Hubarbeit

Die Gewinnungstechnologien unterscheiden sich in der Tagebaugeometrie durch verschiedene Abstände zwischen den Arbeitsebenen (Höhe der Gewinnungsböschung). Die Modelltagebaue haben eine aufwärtsgerichtete Förderung. Das Material wird über eine definierte Gewinnungsböschung gelöst und fällt auf die Arbeitsebene. Es fällt praktisch auf einen tieferen Ort und muss im Anschluss wieder bergauf transportiert werden, was energetisch unsinnig erscheint, aber notwendig ist. Demnach sind aus energetischer Sicht niedrige Gewinnungsböschungen von Vorteil. Die Masse des zu transportierenden Haufwerkes und die Lage bezüglich des Niveaus 0 entsprechen der potenziellen Energie (E_{pot}) und diese der Hubarbeit (E_{Hub}). Diese Hubarbeit findet sich auch in der Kennzahl „Massenweg bergauf“ wieder. Unter Berücksichtigung der Einheiten ist der „Massenweg bergauf“ der Hubarbeit um die Faktoren: Sinus des Winkels der Fahrstrecke bergauf und Erdbeschleunigung proportional (Gleichung (3.7)).

$$ms_{\text{auf}} = m_{\text{SKW}} \cdot \sum_{i=1}^n UT_i \cdot s_{\text{auf},i} \quad [\text{tkm}] \quad (3.5)$$

$$E_{\text{pot}} = E_{\text{Hub}} = m_h \cdot g \cdot h \quad \left[\frac{\text{kg} \cdot \text{m}^2}{\text{s}^2} = \text{J} \right] \quad (3.6)$$

$$E_{\text{Hub}} = ms_{\text{auf}} \cdot \sin \alpha \cdot g \cdot 10^6 \quad \left[\frac{\text{kg} \cdot \text{m}^2}{\text{s}^2} = \text{J} \right] \quad (3.7)$$

ms_{auf} : Massenweg bergauf (Tonnenkilometer bergauf)

m_{SKW} : Nutzlast des SKW [t]

UT_i : Umlauftakte des SKW auf der Arbeitsebene i [-]

s_i : Weg bergauf bezüglich der Arbeitsebene i [km]

i : Nummer der Arbeitsebene (1...n)

m_h : Hubmasse [kg]

g : Erdbeschleunigung [m/s^2]

h : Hubhöhe [m]

α : Winkel der Fahrstrecke bergauf

Unterschiedliche Höhen der Gewinnungsböschung führen zu unterschiedlichen Massenwegen bergauf und somit zu Unterschieden bei der Gesamthubhöhe im Tagebau. Demnach sind auch energetische Unterschiede bei der Förderung – welche sich im Dieselverbrauch bemerkbar machen – zu erwarten. Neben diesen Unterschieden in der Hubhöhe sind auch Unterschiede bei den horizontalen Förderwegen zu erwarten (Anschlüsse der Arbeitsebenen an die Förderrampen). Dieser Einfluss ist gegenüber dem Einfluss der Hubhöhe von untergeordneter Bedeutung.

3.2.3 Möglichkeiten der Bewertung der Umweltbeeinflussung

Die Bewertung eines umweltfreundlichen Abbauverfahrens sollte nicht nur die Umweltbeeinflussung, sondern auch wirtschaftliche und soziale Aspekte berücksichtigen. Durch die Nutzung der Maschinen und damit verbunden die Nutzung von Energie werden Emissionen wie CO_2 , SO_2 und andere aus der Verbrennung resultierende Gase sowie Lärm, Staub und Erschütterungen emittiert (Abbildung 10). Die Arbeitsweise mit

der Technik (Technologie) wirkt sich im Wesentlichen auf die Landschaft (temporäre Flächeninanspruchnahme), den Wasserhaushalt und das Lagerstättenausbringen aus. Durch das Abbauverfahren werden neben den Umwelteinflüssen auch Kosten verursacht (Gewinnungskosten).

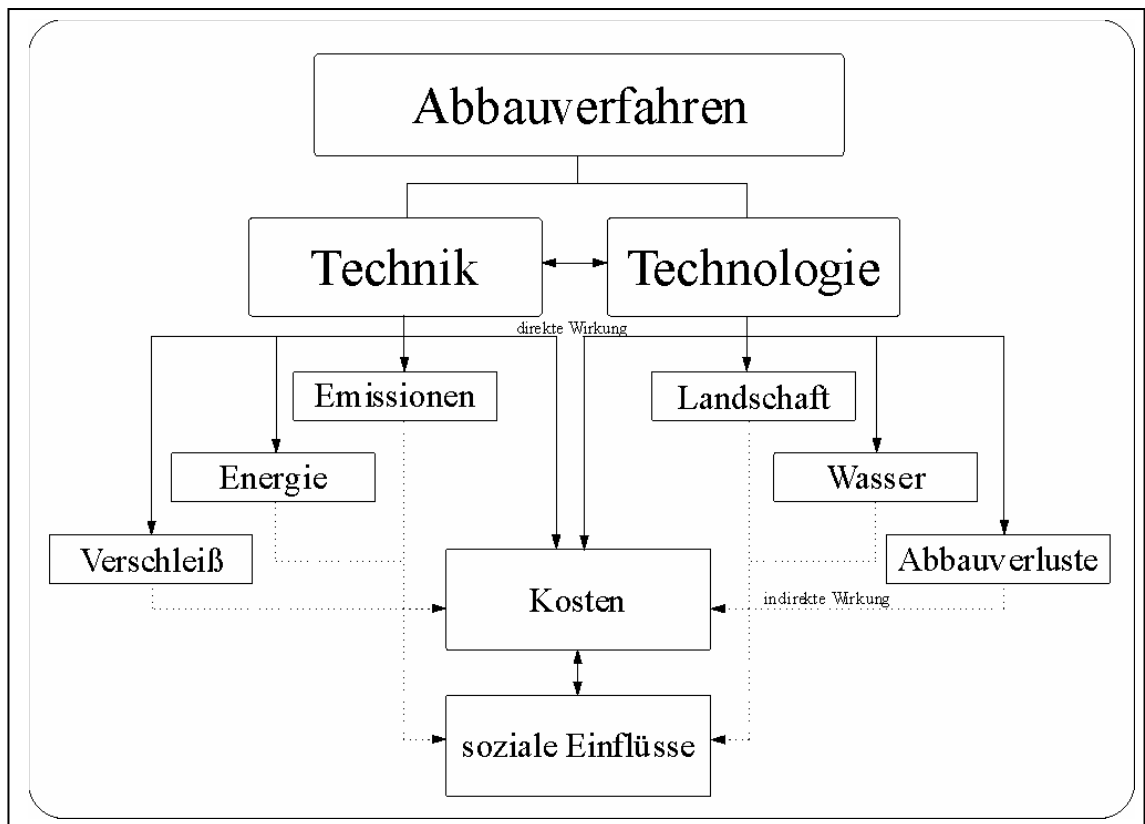


Abbildung 10: Das Abbauverfahren im Zusammenhang von Umwelt-, wirtschaftlichen und sozialen Einflüssen

Des Weiteren ist darüber nachzudenken, mit welcher Priorität ein Abbauverfahren unter Berücksichtigung von Kosten und Umwelteinflüssen sozialen Anforderungen gerecht wird, denn ein umweltfreundliches und kostengünstiges Verfahren sollte auch sozialverträglich sein.

Die Umwelt-, wirtschaftlichen und sozialen Aspekte sind eng miteinander verknüpft. Denn weniger Umweltbelastungen bedeuten z. B. auch einen sauberen und gesunden Arbeitsplatz sowie weniger Anwohnerbeschwerden. Weitere soziale Aspekte sind z. B. bezahlbare Rohstoffe, Versorgungssicherheit, Arbeitsplätze, Arbeitssicherheit, Gesundheitsschutz und ein lebenswertes Umfeld.

Ist eine Verminderung der Umwelteinflüsse gefordert bzw. sind Schäden, hervorgerufen durch die Umwelteinflüsse, eines Tagebaus zu beheben, so sind neben den Gewinnungskosten weitere Kosten (externe Kosten) notwendig. Ein Beispiel dafür ist die Rekultivierung, wodurch eine Steigerung der Lebensqualität während und nach dem Abbau erreicht werden kann (sozialer Einfluss).

Eine Bewertung hinsichtlich aller in der Abbildung 10 dargestellten Einflüsse würde den Rahmen dieser Arbeit überschreiten. Daher erfolgt eine Bewertung nach der Festlegung der Abbauverfahren hinsichtlich wirtschaftlicher und ökologischer Aspekte. Die Erstellung der Sachbilanzen hat eine Vielzahl von Daten zur Folge. Diese Daten werden Wirkkategorien zugeordnet. Trotz der Aggregation einiger Umwelteinflüsse

sind noch keine Aussagen über die Vorteilhaftigkeit von Varianten in Bezug auf die Gesamtheit der Umweltbeeinflussung möglich.

Eine Bewertung des Abbaufahrens hinsichtlich der Kosten, der Umwelteinflüsse und der Technologie ist unter Nutzung von monetären oder nichtmonetären Verfahren denkbar (Abschnitt 2.3.2).

Die Kosten-Nutzen-Analyse

Dieses Verfahren kommt unter anderem bei der Bewertung des gesamtwirtschaftlichen Nutzens von Bergwerksprojekten zur Anwendung. Dabei werden der durch das Projekt bewirkte Produktionszuwachs und mit ihm verbundener Ressourcenverzehr erfasst und bewertet. Der Nutzen (Produktionszuwachs) eines Bergwerksprojektes besteht aus volkswirtschaftlicher Sicht aus den Gütern und Leistungen, die der Gesellschaft zur Verfügung gestellt werden. Dieser Nutzen ist durch einen Geldbetrag zu quantifizieren, den die Verbraucher bereit sind zu zahlen. Auf der Kostenseite des Bergwerksprojektes stehen die Produktionsfaktoren Arbeit und Sachgüter, welche gesamtwirtschaftlich zu betrachten sind. Grundlage dafür sind Opportunitätskosten- und Schattenpreisprinzip [153].

Die in dieser Arbeit durchzuführende Bewertung zielt auf eine Bewertung der Abbaufahren hinsichtlich Technologie, Ökonomie und Ökologie ab. Dabei wird die Technologie nach dem Stand der Technik festgelegt und ökonomisch bewertet. Die ökonomische Bewertung wird hierbei auf der Grundlage der Finanzmathematischen Durchschnittskosten (FMK) durchgeführt.

Durch eine Befragung der Kunden könnte der Preis ermittelt werden, den der Kunde bereit ist beim Kauf eines umweltfreundlichen Produktes zu zahlen. Hierbei ist z. B. die Verringerung einer bestimmten Emission (z. B.: die Verringerung von einem kg CO₂-Äquivalent) als ein Kriterium für die höhere Zahlungsbereitschaft für ein umweltfreundliches Produkt denkbar. So sollten Produkte, die mit weniger Umweltbelastungen verbunden sind, bei gleicher Qualität und unabhängig vom Preis bevorzugt vom Kunden eingesetzt werden. Durch solch eine Monetarisierung der Umweltbeeinflussung ist es danach möglich, das Abbaufahren hinsichtlich der Umweltbeeinflussung monetär zu bewerten.

Diese Möglichkeit der Kosten-Nutzen-Analyse (Zahlungsbereitschaftsmethode) ist jedoch unrealistisch, da es kaum Kunden geben wird, die im Wettbewerb ein Produkt zu einem deutlich höheren Preis einkaufen werden. Alternativ könnte der Staat die Kostendifferenz zu dem marktüblichen Preis übernehmen, wie es z. B. beim Erneuerbare-Energien Gesetz (EEG) der Fall ist. Jedoch ist dieser Ansatz unrealistisch. In dieser Arbeit soll diese Methode nicht angewendet werden.

Nutzwertanalytischer Ansatz

Die Kriterien jeder technologischen Alternative werden in einer Tabelle dargestellt.

Um diese Kriterien in einer Bewertungsmatrix verwenden zu können, müssen sie einer Skalierung zugeführt werden. Dies ist mit Hilfe einer ordinalen Skalierung oder Verhältnisskalierung möglich. Bei der ordinalen Skalierung werden gleichartige Kriterienwerte miteinander verglichen und jeder Kriterienwert erhält unter Beachtung der Rangfolge Punkte zugeordnet, wobei die relativen Unterschiede zwischen den Kriterienwerten verloren gehen. Dieser Nachteil führt zu einer Informationsverzerrung. Bei der Verhältnisskalierung erfolgt eine differenzierte Skalierung gleichartiger Kriterienwerte (Umwelteinflüsse). Somit bleibt der Informationsgehalt im Wesentlichen erhalten.

In der Tabelle 3.1 ist eine Bewertungsmatrix dargestellt [124]. Die technische Alternative A_i , welche den geringsten Umwelteinfluss U_j hat, erhält in der Tabelle 3.1 die höchste Punktzahl p_{ij} . Dies sind z. B. 100 Punkte. Für die anderen Alternativen werden entsprechend des Abstandes im Kriterium weniger Punkte errechnet. Am Ende der Tabelle werden die Punkte p_{ij} der Umwelteinflüsse für jedes Abbauverfahren vertikal summiert. Die Summe ergibt dann die Punktschme des gesamten Umwelteinflusses des jeweiligen Abbauverfahrens. Die höchste Summe deutet auf den geringsten Umwelteinfluss hin und ist demzufolge als positiv bezüglich der Umweltfreundlichkeit zu bewerten.

Um weitere Differenzierungen zu erhalten, sind zusätzliche Korrektur- und Wichtungsfaktoren einzuführen. In der Tabelle 3.1 sind diese Faktoren dargestellt.

Tabelle 3.1: Bewertungsmatrix

	Alternative A_i		A_1	A_2	A_3	A_4	A_5
	Kriterium j	Wichtung					
Kriterienbereich	U_1	g_1	p_{11}	p_{21}	p_{31}	p_{41}	p_{51}
	U_2	g_2	p_{12}	p_{22}	p_{32}	p_{42}	p_{52}
	U_3	g_3	p_{13}	p_{23}	p_{33}	p_{43}	p_{53}
$UE_{ges i} = \Sigma$			$\Sigma p_{1j} \cdot g_j \cdot k_{ij}$	$\Sigma p_{2j} \cdot g_j \cdot k_{2j}$	$\Sigma p_{3j} \cdot g_j \cdot k_{3j}$	$\Sigma p_{4j} \cdot g_j \cdot k_{4j}$	$\Sigma p_{5j} \cdot g_j \cdot k_{5j}$

UE: Umwelteinfluss

A: technologische Alternative (Abbauverfahren)

i: Variante des Abbauverfahrens (z. B.: 1=Bohren und Sprengen, 2=horiz. Fräsen, ...)

U: Umwelteinfluss

j: Art des Umwelteinflusses (z.B.: 1=Lärm, 2=SO₂-Äquivalent,...)

p_{ij} : Punktwert für das Abbauverfahren A_i und den Umwelteinfluss U_j (berücksichtigt die Differenzen von U bezüglich A_i)

k_{ij} : Korrekturfaktor für Art und Intensität des Umwelteinflusses, von A_i abhängig

g_j : Gewichtungsfaktor zwischen den Kriterien U_j ; nicht von A_i abhängig

Der Korrekturfaktor k_{ij} berücksichtigt die Umweltauswirkung einer Umwelteinflussgröße U_j zwischen den Alternativen. So sollen Fragestellungen nach dem Unterschied der Art und Weise einer Lärmemission oder auch Erschütterung Berücksichtigung finden, z. B. ist die Lärmemission einer Maschine anders zu bewerten als ein Sprengknall. Auch eine Erschütterung, welche durch den Einsatz eines Hydraulikhammers entsteht, unterscheidet sich in Bezug auf Zeitdauer und Intensität von einer Sprengerschütterung. Der Faktor k_{ij} soll auf solche Unterschiede hinweisen und ist gegebenenfalls durch verbale Argumentation zu unterlegen.

Mit dem Gewichtungsfaktor g_j werden die Kriterien U_j untereinander gewichtet. Hierbei ist zu bedenken, welchen Einfluss lokale bzw. globale Umwelteinwirkungen auf ein zu schützendes Objekt ausüben. Die Festlegung ist an die Präferenzen des Entscheiders geknüpft und/oder kann durch eine Befragung von betroffenen Personen ermittelt werden. Dies erfordert umfangreiche Befragungsmethoden, auf welche hier nicht weiter eingegangen werden soll. Stattdessen werden zwei grundsätzliche Fälle betrachtet. Der erste Fall beinhaltet einen Abbaubetrieb, welcher sich in großer Entfernung zu Siedlungsgebieten bzw. einem zu schützenden Objekt befindet. Hierbei verlieren lokale Umwelteinflüsse, wie Lärm, Staub und Erschütterung, an Bedeutung. Im zweiten Fall

befindet sich der Tagebau in der Nähe eines Siedlungsgebietes. Hierbei sind lokal wirkende Umwelteinflüsse neben den regional/global wirkenden von Bedeutung. Diese Unterschiede werden durch den Gewichtungsfaktor g_j berücksichtigt. Die Abbildung 11 verdeutlicht diesen Ansatz grafisch [41, 42].

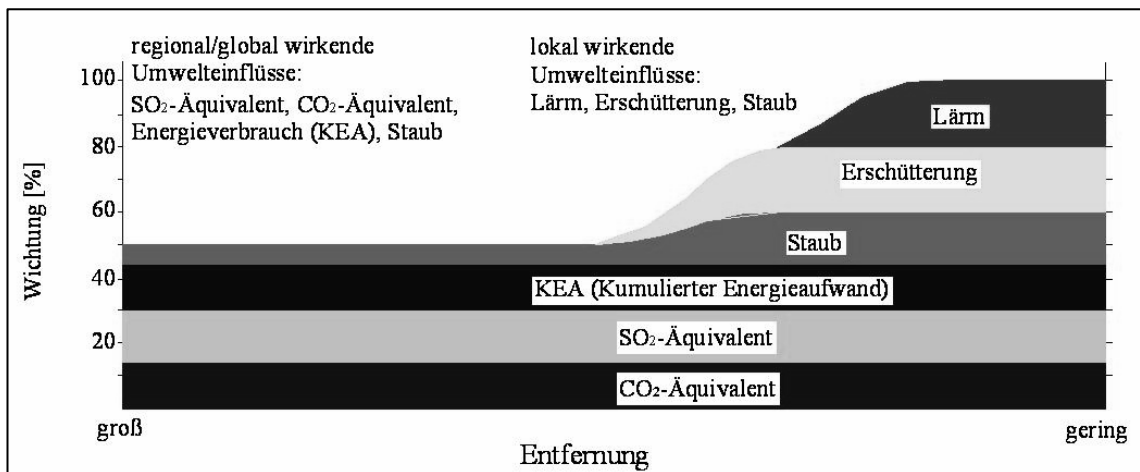


Abbildung 11: Wichtung von Umwelteinflüssen (Schema)

Aus der Tabelle 3.1 und aus den oben gemachten Ausführungen kann die folgende allgemeine Gleichung für den gesamten Umwelteinfluss eines Abbauverfahrens definiert werden:

$$UE_{ges\ i} = \sum_{j=1}^n p_{ij} \cdot g_j \cdot k_{ij} \quad (3.8)$$

Als Ergebnis dieser Analyse entsteht eine Matrix, in der die Umwelteinflüsse von jedem Abbauverfahren durch eine dimensionslose Zahl quantifiziert sind. Somit ist es möglich, durch die Auswertung der Matrix festzustellen, welches Verfahren die geringsten Umwelteinflüsse in Summe, aber auch bezüglich eines Kriteriums besitzt. Die wirtschaftlichen Kriterien werden zusätzlich durch den Summanden $W_{ges\ i}$ in der Gleichung (3.9) berücksichtigt. Dieser Summand ist letztendlich nach dem Schema, wie in der Tabelle 3.1 dargestellt, zu ermitteln. Eine Beachtung der sozialen Vorteilhaftigkeit ist weiterhin denkbar und würde den weiteren Summanden $S_{ges\ i}$ in der Gleichung (3.9) berücksichtigen.

$$UEWS_{ges\ i} = UE_{ges\ i} + W_{ges\ i} + S_{ges\ i} \quad (3.9)$$

Mit der dargestellten Vorgehensweise ist es möglich, das umweltfreundlichste, wirtschaftlichste und/oder das sozialverträglichste Verfahren zu ermitteln.

3.3 Fallbeispiel zur Anwendung der Methodik

An einem Beispiel soll die Gewinnung von Gestein im Hinblick auf die Umweltfreundlichkeit für die Prozesse Lösen, Laden und Transportieren untersucht werden. Das Laden erfolgte durch einen Radlader mit 5-m³-Schaufel und der Transport

durch SKW mit einem Muldenvolumen von 24 m³. Die Abbaufverfahren vertikales Reißen, horizontales Fräsen, und Schneiden erforderten kein Ladegerät, denn hierbei vereinte das Lösegerät die Prozesse Lösen und Laden. Beim Schneiden mit dem Schaufelradbagger wurde das Abbausystem mit den Geräten Schaufelradbagger, Bandwagen und Bandanlage untersucht. Die Teilschnittmaschine und der Schaufelradbagger benötigen Elektroenergie, die anderen Gewinnungsmaschinen Dieselkraftstoff.

Bei einem klüftigen Gebirge mit einer Druckfestigkeit von 20 MPa wird davon ausgegangen, dass jedes Abbaufverfahren aus der Abbildung 4 anwendbar ist. Die Löseleistung des Betriebes wurde mit 300.000 t/a festgelegt. Die Untersuchungen erfolgten unter Berücksichtigung der Umwelteinflüsse Staub, Erschütterung, CO₂-Äquivalent, SO₂-Äquivalent und Kumulierter Energieaufwand (KEA). Des Weiteren gingen auch die Kosten (Betriebs- und Kapitalkosten) in die Bewertung ein. Die Grundlage für die Bearbeitung bildeten Befahrungen von Festgesteinstagebauen sowie Untersuchungen [120, 121].

Die Mengengerüste der untersuchten Umwelteinflüsse und die Gewinnungskosten sind in der Tabelle 3.2 dargestellt.

Für die Erschütterungen wurden im Wesentlichen qualitative Festlegungen getroffen. Es ist davon auszugehen, dass die Erschütterung (Intensität) beim Sprengen im Vergleich zu den anderen Abbaufverfahren sehr hoch ist. Beim Schlagen treten im Vergleich zu den anderen sprengstofflosen Abbaufverfahren die höchsten Erschütterungen auf. Diese sind jedoch wesentlich geringer als beim Bohren und Sprengen.

Tabelle 3.2: Umwelteinflüsse und Kosten der Abbaufverfahren (Mengengerüst)

	Bohren und Sprengen	hori. Fräsen (Surface Miner)	hori. Reißen (Dozer)	Hydraulikhammer	Schaufelradbagger	verti. Fräsen (TSM)	verti. Reißen (Hydraulikbagger)
SO ₂ -Äquivalent [g/t Gestein]	8,0	15,1	13,5	15,4	1,4	8,9	9,2
CO ₂ -Äquivalent [g/t Gestein]	948,3	1.598,0	1.449,7	1.647,4	505,2	2.177,5	993,2
KEA [MJ/t Gestein]	10,6	20,8	18,9	21,5	12,7	32,4	13,0
Schallleistungspegel [dB(A)]	112,9	114,0	113,5	114,6	108,5	114,0	110,7
Staub [g/t]	120,0	190,0	370,0	205,0	400,0	900,0	160,0
Erschütterung	Grenzwert eingehalten	gering	gering	geringer als B u S	gering	gering	gering
Gewinnungskosten [%]	104,8	159,3	149,9	143,5	121,9	207,9	100,0

Die Umwelteinflüsse wurden einer differenzierten Skalierung zugeführt. Die zwei Fälle, zum einen der weit entfernte Tagebau und zum anderen der Tagebau in der Nähe einer Ortschaft, machen eine unterschiedliche Wichtung der Umwelteinflüsse notwendig (Abbildung 11). Die Auswirkungen auf das Endergebnis sind in Tabelle 3.3 und 3.4 und der Abbildung 12 dargestellt.

Tabelle 3.3: Gewichtete Umwelteinflüsse für den Tagebau in weiter Ferne

	Wichtung	Bohren und Sprengen	hori. Fräsen (Surface Miner)	hori. Reißen (Dozer)	Schlagen (Hydraulikhammer)	Schneiden (Schaufelradbagger)	verti. Fräsen (TSM)	verti. Reißen (Hydraulikbagger)
SO2-Äquivalent	15%	2,66	1,41	1,57	1,38	15,00	2,39	2,32
CO2-Äquivalent	15%	7,99	4,74	5,23	4,60	15,00	3,48	7,63
KEA	15%	15,00	7,66	8,41	7,42	12,55	4,92	12,25
Staub	5%	5,00	3,16	1,62	2,94	1,50	0,67	3,75
Schalll.	0%	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Erschütterung	0%	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Summe (Rang)	50%	30,65 (2)	16,97 (4)	16,83 (4)	16,34 (4)	44,05 (1)	11,46 (5)	25,95 (3)
Skalierung	100	69,59	38,53	38,22	37,10	100,00	26,02	58,92

Wie bereits angedeutet, sind die Kosten bei der Bewertung nach der Umweltfreundlichkeit nicht zu vernachlässigen. So wie die Umwelteinflüsse wurden auch die Kosten in einer differenzierten Skalierung betrachtet (Tabelle 3.4).

Tabelle 3.4: Gewichtete Umwelteinflüsse und Kosten in der Nähe einer Ortschaft

	Wichtung	Bohren und Sprengen	hori. Fräsen (Surface Miner)	hori. Reißen (Dozer)	Schlagen (Hydraulikhammer)	Schneiden (Schaufelradbagger)	verti. Fräsen (TSM)	verti. Reißen (Hydraulikbagger)
SO2-Äquivalent	15%	2,66	1,41	1,57	1,38	15,00	2,39	2,32
CO2-Äquivalent	15%	7,99	4,74	5,23	4,60	15,00	3,48	7,63
KEA	15%	15,00	7,66	8,41	7,42	12,55	4,92	12,25
Staub	15%	15,00	9,47	4,86	8,82	4,50	2,00	11,25
Schalll.	20%	19,23	19,05	19,13	18,94	20,00	19,04	19,61
Erschütterung	20%	2,00	16,00	16,00	10,00	16,00	16,00	16,00
Summe (Rang)	100,00%	61,88 (3)	58,33 (4)	55,2 (5)	51,16 (6)	83,05 (1)	47,83 (7)	69,06 (2)
Skalierung	100	74,51	70,24	66,48	61,61	100,00	57,60	83,16
Kosten (skaliert)	100	95,45	62,77	66,71	69,67	82,01	48,11	100,00

Hierbei erhielt das Abbauverfahren mit den geringsten Kosten den höchsten Punktwert. Für die anderen Abbauverfahren wurden entsprechend der Differenz zum kostengünstigsten Verfahren geringere Punktwerte errechnet. Diese sind in skaliertes Form in der Abbildung 12 dargestellt. Aus dieser Abbildung geht das vertikale Reißen als kostengünstigstes Verfahren hervor. Der Abstand zum Bohren und Sprengen beträgt ca. 5 Punkte (6 Cent/t) und ist im Vergleich zu den anderen Verfahren gering. An dritter Stelle befindet sich das Schneiden mit dem Schaufelradbagger.

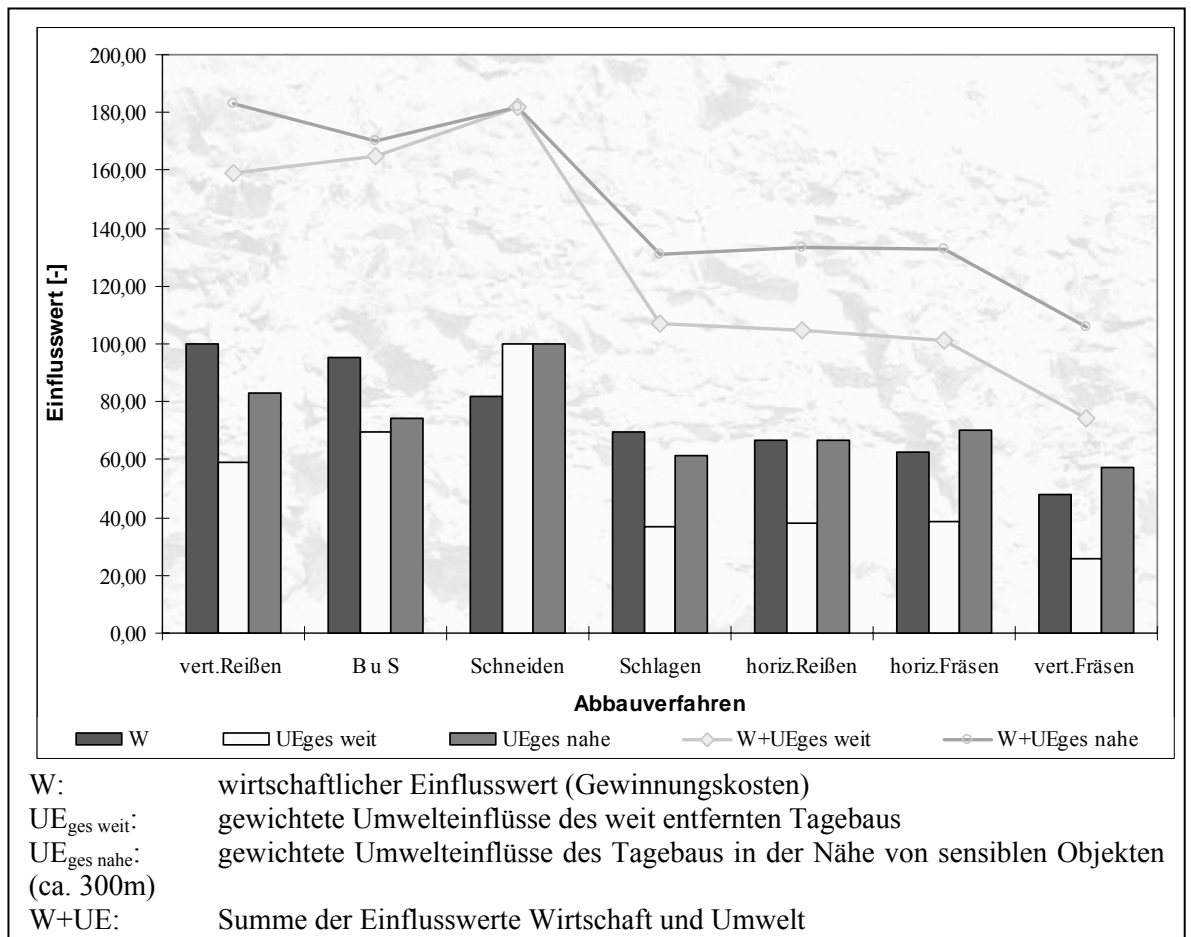


Abbildung 12: Darstellung der Umwelteinflüsse und der Kosten nach der Skalierung

Bezüglich der gewichteten Wirkungen der Umwelteinflüsse des weit entfernten Tagebaues, aber auch in der Nähe zu sensiblen Objekten ist das Schneiden mit dem Schaufelradbagger das umweltfreundlichste Abbauverfahren. Die Begründung hierfür ist die Nutzung von Elektroenergie im Abbausystem. Das Bohren und Sprengen ist bei dem Tagebau in weiter Ferne an zweiter Stelle und das vertikale Reißen an dritter. Befindet sich der Tagebau in der Nähe einer Ortschaft oder anderer sensibler Objekte, so ändert sich die Reihenfolge der Umweltfreundlichkeit. Der erste Rang bleibt unverändert, den zweiten Rang erreicht das horizontale Reißen und den dritten Rang das Bohren und Sprengen. Dies liegt im Wesentlichen an den Erschütterungen, welche beim Sprengen deutlich höher sind als bei den anderen Abbauverfahren und mit einer Verringerung der Entfernung zwischen Tagebau und einem sensiblen Objekt problematisch für Aufrechterhaltung der Abbaugenehmigung sein können. Vernachlässigt wurde der Sprengknall in dieser Bewertung. In diesem Falle müssten die

Immissionswerte für ein Wohngebiet, Mischgebiet oder Erholungsgebiet eingehalten werden. Da es sich beim Sprengen um ein kurzzeitiges Ereignis handelt, dürfen gemäß VDI 2058 Bl. 1 die Immissionsrichtwerte am Tag um max. 30 dB überschritten werden. Bei Dorf- und Mischgebieten ist hierfür beim Sprengen ein Abstand von ca. 150 m notwendig. Gemäß der Vorgehensweise (Abbildung 6) würde dann ein Verfahren, welches einen Grenzwert überschreitet, aus den Betrachtungen ausgeschlossen.

Der Vergleich der Umwelteinflüsse der Abbaufverfahren zeigt, dass die relativen Unterschiede beim Tagebau in weiter Ferne höher sind als beim Tagebau in der Nähe einer Ortschaft.

In der Abbildung 12 wird deutlich, dass in beiden Betrachtungsfällen (nah und fern) bezüglich der Kosten und Umwelteinflüsse die Verfahren Schneiden, vertikales Reißen und Bohren und Sprengen vorn liegen. Wobei das Bohren und Sprengen in der Nähe einer Ortschaft ungünstiger ist als in weiter Entfernung. Für den Tagebau in der Nähe zu einem sensiblen Objekt und in weiter Entfernung liegt das kostengünstigste Abbaufverfahren bezüglich der Umweltfreundlichkeit an zweiter Stelle.

Weiterhin ist in der Abbildung 12 ein tendenzieller Zusammenhang zwischen den wirtschaftlichen und den Umwelt-Einflüssen zu erkennen. Die Abbaufverfahren mit den geringen Umwelteinflüssen sind auch die kostengünstigen und damit ebenso die sozial verträglichen. Dieser Zusammenhang ist nur für dieses Beispiel gültig und soll durch weitere Untersuchungen verifiziert werden.

Somit sollen ausgewählte Abbaufverfahren im weiteren Verlauf dieser Arbeit detailliert durch eine Umweltbilanz untersucht werden. Diese Untersuchungen sollen an Modelltagebauen stattfinden. Dabei wird auf technologische Fragestellungen - als Basis für die Bilanzierung - näher eingegangen.

4 Modellbildung

Die Ergebnisse der Untersuchungen zur Umweltbilanzierung sollen Tendenzen über die Umwelteinflüsse für Betriebe der Natursteinindustrie beim Abbau von Festgestein aufzeigen. Untersuchungen an einem konkreten Betrieb sind nicht das Ziel dieser Arbeit, da die Gewinnungsstätten von Festgestein in der Realität sehr vielfältig sind. Das vorherige Beispiel zur Umweltbilanzierung hat das Ergebnis gebracht, dass drei Verfahren unter den Bedingungen weiches Gestein und eine jährliche Gewinnungsleistung von 300.000 t/a sowohl umweltfreundlich als auch kostengünstig sind. Jedoch erfordert dieses Beispiel aufgrund der Vielfältigkeit der folgenden Parameter weitere detaillierte Untersuchungen. Die Parameter sind:

- Morphologie der Tagesoberfläche (Abbauart)
- Geometrie des Tagebaus (Mächtigkeit der Abraums und des Rohstoffes, Feldesform)
- Abbaubedingungen (Rohstoffqualität, Gewinnbarkeit, Böschungsbedingungen wie z. B. Höhe und Neigung)
- Betriebsgröße (Leistung für das Lösen und Laden, Vorräte und Qualität)
- Technikeinsatz
- Technologie/Abbausystem
- Abbauverfahren

Die Abbildung 13 stellt die wesentlichen Zusammenhänge zwischen der Lagerstätte und dem Abbausystem schematisch dar.

Unter Berücksichtigung der Morphologie der Tagesoberfläche und der Nutzungsart des Umfeldes ist die Aufschluss- und Abbauart vorgegeben. Des Weiteren wird das Abbausystem durch die Nutzungsart der Tagesoberfläche sowie die Eigenschaften der Lagerstätte, wie Lage zur Oberfläche, Böschungswinkel, Druckfestigkeiten usw. (Bonität) beeinflusst. Eine Lagerstätte mit sehr festem, kompaktem Gestein beschränkt die Anzahl möglicher Gewinnungsverfahren. Eine tiefe horizontal ausgebildete Lagerstätte hat eine größere Flächeninanspruchnahme und eine stärkere Beeinflussung des Grundwassers (Absenkung) zur Folge als eine oberflächennahe Lagerstätte, wodurch auch die Planung des Abbauverfahrens beeinflusst wird.

Bei einer tieferen Lagerstätte ist neben der Gewinnung des Wertminerals auch die Beseitigung des Deckgebirges intensiv zu planen. Ein effektives Abbausystem trägt zu einer Minimierung der Kosten bei. Bedingt durch die Mächtigkeit und den Böschungswinkel, wird bereits eine große Fläche für die Gewinnung des Deckgebirges in Anspruch genommen. Daher wird man bestrebt sein, schnellstmöglich in die Tiefe zu gehen und danach den Abbau in horizontale Richtung betreiben sowie schnellstmöglich mit der Innenverkipfung des Abraums beginnen. Bei einer tieferen Lagerstätte ist eine Bandförderung energetisch von Vorteil. Erfolgt dabei die Gewinnung auf mehreren Arbeitsebenen, so ist die Anwendung eines mobilen Vorbrechers in der Nähe einer Bruchwand ohne SKW-Transport ungünstig und ein Transport mit SKW zu einem Semi-mobilen Vorbrecher wird erforderlich. Demnach erfordert die Bonität der Lagerstätte eine Anpassung des Abbauverfahrens.

Bei der Gewinnung einer oberflächennahen Lagerstätte ist die Beseitigung einer geringen Deckgebirgsschicht nur noch von untergeordneter Bedeutung. Erfolgt der Abbau auf wenigen Sohlen, so ist der Einsatz eines mobilen Brechers nahe der Bruchwand mit einer Bandförderung eine günstige Alternative zu einer Förderung mit SKW.

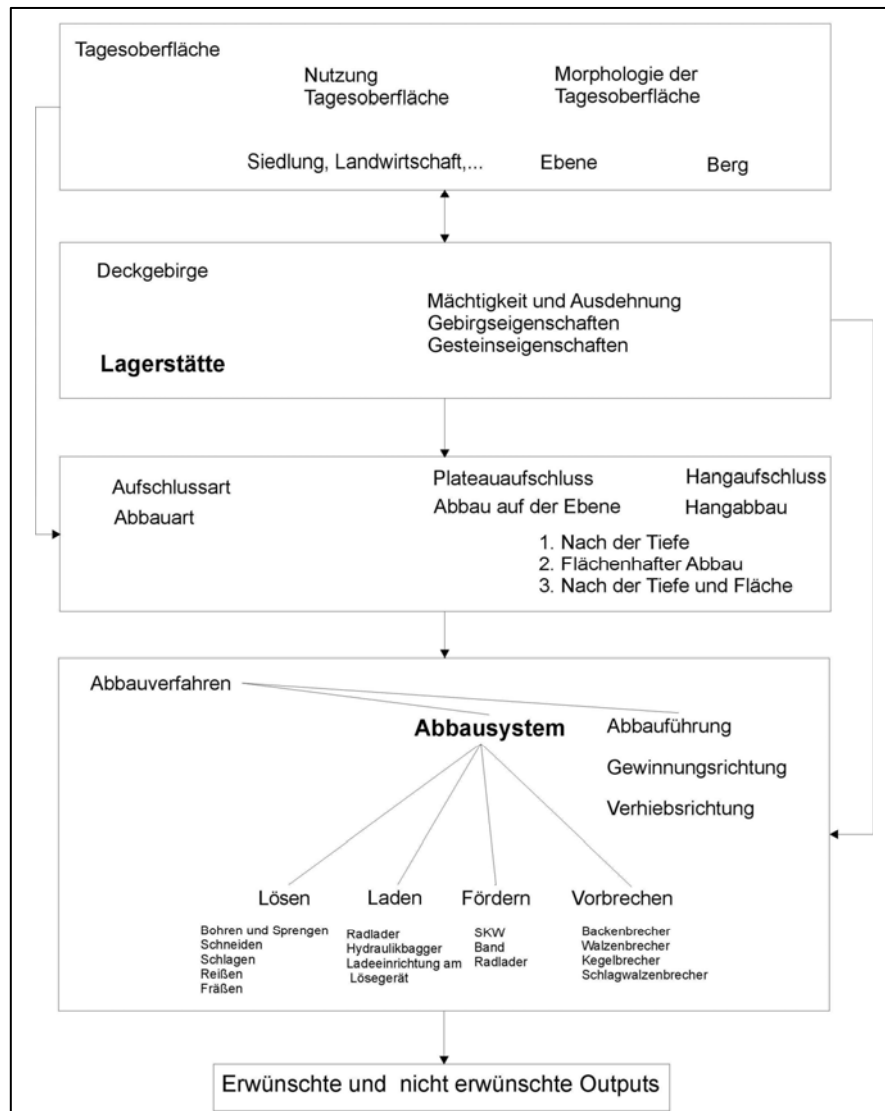


Abbildung 13: Zusammenhang zwischen Lagerstätte und Abbausystem

Diese kurzen Gedankenspiele sollen die vielfältigen Einflüsse verdeutlichen. Daher finden weitere Untersuchungen zur Umweltbilanzierung an Modelltagebauen statt. Für die Festlegung der Parameter dieser Modelle werden allgemeingültige Daten genutzt. Diese Daten stammen aus einer für diese Arbeit durchgeführten Literaturrecherche und aus eigenen Erfahrungen, die bei der Befahrung von verschiedenen Gewinnungsstätten gesammelt wurden [121].

4.1 Morphologie der Tagesoberfläche

Im Allgemeinen wird im Tagebau in Abhängigkeit der Morphologie der Tagesoberfläche sowie der Lage und Geometrie des Rohstoffkörpers zwischen den folgenden Abbauarten unterschieden [57]:

- Hangabbau
- Abbau nach der Tiefe
- flächenhafter Abbau

In der Praxis sind aber auch kombinierte Abbauarten zu finden. Eine solche Kombination entsteht, wenn das Material zuerst am Hang gewonnen wird. Dabei wird das gelöste Gestein stets abwärts zur ersten Brecherstufe gefördert. Später orientiert sich der Abbaubetrieb in die Tiefe und die Förderung des Materials ist stets bergauf gerichtet. Ist bei einem Abbau nach der Tiefe die Endteufe erreicht, dann findet nur noch eine horizontale Aufweitung statt und das Material wird horizontal und vertikal zum Förderbezugspunkt gefördert. Diese Betrachtungen lassen Unterschiede im Energieverbrauch erkennen. Um die Unterschiede im Einzelnen zu quantifizieren, sind Betrachtungen der oben genannten Abbauarten erforderlich. Vorerst wird jedoch eine kombinierte Abbauart, bestehend aus Abbau nach der Tiefe und flächenhaftem Abbau, zugrunde gelegt.

Die kombinierte Abbauart wurde gewählt, weil sich der Tagebau in der Aufschlussphase flächenhaft und in die Tiefe ausbreitet. Erst nachdem die gewählte Tiefe erreicht ist, erweitert sich der Tagebau nur noch in seiner Fläche. In diesem Fall spricht man von einem flächenhaften Abbau. In der Aufschlussphase und mit der Erweiterung in die Tiefe und Fläche nehmen die horizontalen und geneigten Förderwege zu. Nach dem Erreichen der Endteufe nimmt nur noch die horizontale Förderstrecke zu, die geneigte bleibt konstant.

Beim Hangabbau befindet sich der Förderbezugspunkt auf der untersten Sohle und die generelle Förderung des gelösten Materials verläuft bergab sowie horizontal. Energetisch ist diese Abbauart sicherlich günstiger, da für die Förderung bergab weniger Energie notwendig ist als für die Förderung bergauf. Bei einer natürlichen Lagerstätte können verschiedene Kombinationen aus den drei verschiedenen Fördersituationen vorkommen (bergab, horizontal, bergauf). Die gewählte Abbauart stellt eine realistische Variante mit einer Kombination aus horizontaler und Bergaufförderung dar.

So wie die Abbauart lässt sich auch der Aufschluss terminologisch einordnen. Dabei wird nach der Topografie der Tagesoberfläche und der Lage des Rohstoffkörpers zwischen den Aufschlussarten Plateaufschluss und Hangaufschluss unterschieden [26]. Zur näheren Kennzeichnung der Aufschlussarten werden diese bezüglich der Form spezifiziert. Folgende Aufschlussformen sind für Festgesteinstagebaue von Bedeutung:

- Anschnitt (Hangabbau)
- Grabenaufschluss (flächenhafter Abbau)
- Einschnitt mit Aufweitung (flächenhafter Abbau)
- Trichter (Abbau nach der Tiefe)

Für die Umweltbilanzierung wird Einschnitt mit Aufweitung für die kombinierte Abbauart angewendet.

4.2 Betriebsgröße und Nutzungsdauer

Die Festlegung der Gewinnungsleistung erfolgte auf der Grundlage von Betriebsbefahrungen und einer Literaturlauswertung [35, 121, 139].

Für Betriebe zur Herstellung von Schotter und Splitt gibt die Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe (BGR) eine mittlere Betriebsgröße von 200.000 bis 500.000 t/a an [82]. Es wird angemerkt, dass die Werte unterhalb der angegebenen mittleren Betriebsgröße „kleinen“ Betrieben und oberhalb liegende Werte „großen“ Betrieben zuzuordnen sind. Betriebsuntersuchungen aus dem Jahr 1996 von 56 Betrieben ergaben Fördermengen zwischen 150.000 und 2.700.000 t/a [139]. In anderen Betriebsuntersuchungen wurden Festgesteinsbetriebe befahren, welche jährlich

zwischen 200.000 und 1,1 Mio. t Gestein abbauten [141]. Hierbei wiesen 60% aller Betriebe Förderleistungen zwischen 450.000 und 750.000 t/a auf.

Von den eigens befahrenen Betrieben produzierten 70% Produkte für die Zement- und Kalkindustrie. Diese Betriebe gewannen jährlich zwischen 300.000 und 3,5 Mio. t Gestein. Gebrochene Natursteine produzierten 30% der Betriebe. Hierbei lag die Gewinnungsleistung zwischen 150.000 und 1,5 Mio. t/a. Es ist jedoch anzumerken, dass hiervon ein Betrieb ausschließlich das Bohren und Sprengen anwendete. Für eine statistisch gesicherte Festlegung der Gewinnungsleistung reicht das Datenmaterial nicht aus. Dies ist auch nicht Ziel der Arbeit. Die für diese Arbeit festgelegten Leistungen sollen sich aber an den oben genannten Zahlen orientieren. Daher wird sich für einen Betrieb mit einer jährlichen Gewinnungsleistung von **300.000 t/a** entschieden. Diese Zahl liegt im Bereich, welchen die BGR als eine mittlere Betriebsgröße für die Schotter- und Splittproduktion angibt. Zudem gibt auch der Bundesverband Mineralische Rohstoffe e.V. eine Gewinnungsleistung von 300.000 t/a als mittlere Betriebsleistung in Deutschland an [35, 60]. Die andere Gewinnungsleistung wird um den Faktor drei höher liegen (**900.000 t/a**). Diese Zahl repräsentiert einen größeren Betrieb in der Steine- und Erden-Industrie.

Die Betriebsgröße und auch die Nutzungsdauer eines Gesteinstagebaus hängen von verschiedenen Faktoren ab, wie [129]:

- Bedarfserwartung, Bedarfsdeckung als Versorgungsfunktion des Betriebes
- territoriale Bedingungen am Standort
- Lagerstätteninhalt, Lagestättenbonität, Lagerstättenqualität
- wirtschaftlich begründete Mindestforderung an die Betriebsdauer bzw. Versorgungsdauer
- Gesetzmäßigkeiten und Wirkungen des Zusammenhanges von Betriebsgröße und Wirtschaftlichkeit, z.B. Aufwandsdegression bei wachsender Betriebs- und Anlagengröße
- längerfristiges strategisches Konzept des Betriebes als Teil eines Unternehmens

In der Praxis erfolgt die Bestimmung der Betriebsgröße meist durch einen auf Berechnungen abgestützten qualitativen Entscheidungsprozess. Im Allgemeinen sollte sie eine Nutzungsdauer von 20 Jahren ermöglichen, um genügend Amortisationszeit für langlebige Grundinvestitionen (Aufbereitung, Bandanlage) zu erhalten. Außerdem sollte die Nutzungsdauer umso höher liegen, je größer und geringwertiger der gewinnbare Lagerstättenvorrat ist [153]. Eine Nutzungsdauer von Bergbaubetrieben zwischen 20 bis 30 Jahren und mehr sind keine Seltenheit. In Sachsen-Anhalt werden für Rohstoffgewinnungs-, Aufbereitungs-, und Veredlungsbetriebe folgende wirtschaftliche Nutzungsdauern angegeben [78]:

- Massenrohstoffe für den Tief- und Straßenbau 10 Jahre
- Betonzuschlagsstoffe 10 bis 15 Jahre
- Veredlungsbetriebe mit hohem Anlagevermögen (Kalk- und Zementwerke) 30 bis 50 Jahre

Für die vergleichenden Untersuchungen wird den Modellen eine Nutzungsdauer von 20 Jahren zugrunde gelegt.

4.3 Geometrie des Tagebaus

Schätzungen der Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe (BGR), des Sächsischen Oberbergamtes sowie Daten aus Literaturquellen und Betriebsbefahrungen

wurden bei der Auswahl zugrunde gelegt. Die BGR gibt für Betriebe, die gebrochene Natursteine, Kalk- und Dolomitsteine sowie Kalkstein für die Zementproduktion erzeugen, eine durchschnittliche Abbaumächtigkeit von 25 m an [59]. Es wird aber gleichzeitig betont, dass die angegebenen Schätzwerte der durchschnittlichen Abbaumächtigkeiten eher zu niedrig angesetzt sind. In der Literatur werden Festgesteinstagebaue, mit Tiefen von mehr als 100 m beschrieben [116, 127]. Im Verlauf von eigenen Befahrungen von 10 Festgesteinstagebauten wurden Tiefen zwischen 40 m und 135 m festgestellt, wobei 50% der Tagebaue Tiefen zwischen 50 m und 70 m aufwiesen. Zwei Tagebaue besaßen Abbautiefen größer als 100 m und zwei kleiner als 42 m [30, 121]. Für den Modelltagebau wird daher eine Tiefe von **60 m** festgelegt.

Die Menge des Oberabbaus wird durch die Abbaumächtigkeit, den Böschungswinkel und den Umfang des Tagebaufeldes bestimmt. Ein höherer Umfang bei gleichbleibender Fläche bewirkt einen höheren Böschungsanteil des Abraumes. Daher ist eine quasi optimale Form des Feldes zu wählen. Nach dem Verhältnis von Umfang zu Fläche ist ein Kreis die optimale Form. Lang gestreckte Rechteckformen sind ungünstig. Durch die geringen Abraumüberdeckungen beim Abbau von Festgestein spielt dieser Einfluss jedoch eine untergeordnete Rolle. Kreisrunde Feldesformen sind selten, denn topografische und geologische Verhältnisse sowie übergeordnete Nutzungsansprüche schränken die Festlegung der Feldesform ein [26, 57]. Für den Modelltagebau wird eine annähernd quadratische Feldesform gewählt. Bei dieser Form ist das Verhältnis von Umfang zu Fläche als günstig zu bezeichnen.

Viele Steinbrüche in Deutschland sind kleiner als 10 ha. Die größten Steinbrüche haben eine Abbaufäche mehr als 200 ha [43]. Bei einer Jahresleistung des Tagebaus von 300.000 t ist die Fläche des Tagebaus abschätzbar. Unter Berücksichtigung der Verluste für die Böschungen und das Rampensystem beträgt die Fläche des Tagebaus mit der Gewinnungsleistung von 300.000 t/a ca. 6 (5,6) ha. Dies entspricht den Abmessungen von 250 x 225 m. Im Modell mit der Gewinnungsleistung von 900.000 t/a beträgt die Fläche des Tagebaus mit den Abmessungen 400 x 371 m ca. 15 (14,8) ha.

4.4 Abbaubedingungen

4.4.1 Gesteins- und Gebirgsparameter

Die Gesteinsparameter, wie die Druckfestigkeit (einaxiale Druckfestigkeit), Zug- und Scherfestigkeit, der Elastizitätsmodul und die Gebirgsparameter wie Klüftigkeit, Verwitterungsgrad und Ausbildung der Schichten beeinflussen die Löseeigenschaften des Gesteins.

Untersuchungen eines Forschungsvorhabens ergaben, dass die Druckfestigkeit eine herausragende Rolle zur Beurteilung der mechanischen Gewinnbarkeit spielt. Jedoch haben auch geologische Kenngrößen, wie Klüftung und Verwitterungszustand einen maßgeblichen Einfluss auf die Löseeigenschaften von Gestein [98].

Der Wunsch, eine Vielzahl von Gesteins- und Gebirgskennwerten in einem Modell zu verwenden und daraus die Gewinnungsleistung für Gewinnungsverfahren abzuleiten, ist bisher nicht gelungen. Stattdessen gibt es verschiedene Methoden, mit deren Hilfe eine Abschätzung zum Einsatz von sprengstofflosen Gewinnungsverfahren erfolgt. Aus diesen Methoden geht hervor, dass die Druckfestigkeit im Zusammenhang mit dem Vorhandensein von Trennflächen von wesentlicher Bedeutung ist [145].

Für die Modelllagerstätte werden zwei Gesteinstypen angenommen, ein Gestein A mit einer einaxialen Druckfestigkeit $\sigma_D \leq 20 \text{ MPa}$ und einem hohen Durchtrennungsgrad

und einer Dichte von $2,4 \text{ t/m}^3$ sowie ein Gestein B mit einer Druckfestigkeit von $\sigma_D = 100 \text{ MPa}$, einem geringen Durchtrennungsgrad und einer Dichte von $2,4 \text{ t/m}^3$. Die obere Grenze der Druckfestigkeit beim Gestein A von 20 MPa entspricht der eines Kalkmergels, welcher östlich von Hannover mit einem Schaufelradbagger gewonnen wird [135]. Obwohl in der Natur in einer Lagerstätte große Schwankungen der Gebirgseigenschaften innerhalb weniger Meter auftreten können, soll für die Modelllagerstätte eine genauere Festlegung bezüglich des Trennflächengefüges erfolgen. Diese Festlegung eines Grenzwertes für jedes Gestein ermöglicht eine Vorstellung über das Trennflächengefüge.

Für das Gestein A wird eine maximale horizontale Schichtdicke von $0,5 \text{ m}$ angenommen und beim Gestein B von 1 m . Weiterhin sind vertikale Trennflächen zu berücksichtigen. Diese werden beim Gestein A auf max. $0,6 \text{ m}$ und beim Gestein B auf $1,0 \text{ m}$ festgelegt. In der Abbildung 14 ist das Trennflächengefüge vom Gestein A dargestellt. Hierin sind maximale Schichtdicken von $0,5 \text{ m}$ zu sehen. Durch geneigte bis vertikale Trennflächen entstehen Körper mit Kantenlängen bis $0,6 \text{ m}$. Der Durchtrennungsgrad des Gebirges ist größer als $5 \text{ m}^2/\text{m}^3$. Beim Gestein B beträgt der Durchtrennungsgrad ca. $3 \text{ m}^2/\text{m}^3$.

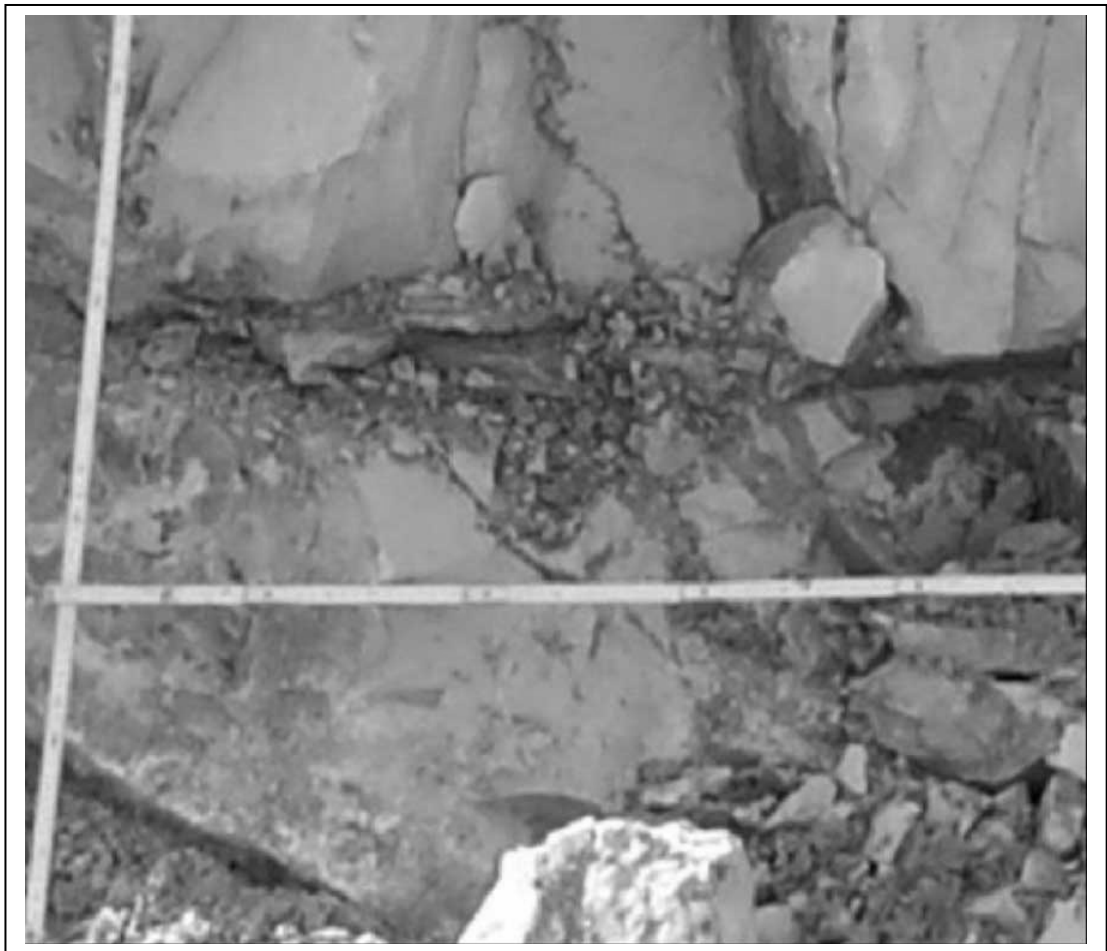


Abbildung 14: Trennflächengefüge beim Gestein A (Foto: P. Schmieder)

Gestein mit einer einaxialen Druckfestigkeit größer als 100 MPa kann auch noch maschinell gewinnbar sein, wenn ein hoher Durchtrennungsgrad die Löseeigenschaften des Gesteins begünstigt. Solche Einsatzfälle sind bei der Anwendung des Hydraulikhammers und des Surface-Miners bekannt [22, 108, 134, 145].

Beim horizontalen Reißen mit der Reißbraupe wird das Gestein mithilfe einer am Heck montierten Reißausrüstung aus dem Gebirgsverband gelöst. Für die Beurteilung der Reißbarkeit spielt die Druckfestigkeit eine untergeordnete Rolle. Entscheidend sind hierbei die Gebirgsverhältnisse, welche anhand der seismischen Wellengeschwindigkeit abgeschätzt werden können. Demnach sind auch Gesteine mit hohen Druckfestigkeiten, aber einer hohen Anzahl an Trennflächen maschinell gewinnbar (zum Beispiel mit der Reißbraupe) [102].

Die Firma Caterpillar hat in einer Auswertung von zahlreichen Reißversuchen refraktionsseismische Untersuchungen durchgeführt. Aus den Ergebnissen wurden Diagramme erarbeitet, woraus man einen ersten Hinweis über die Reißbarkeit eines Materials in Abhängigkeit von der seismischen Wellengeschwindigkeit entnehmen kann [36]. Andere Darstellungen geben Zusammenhänge zwischen der seismischen Wellengeschwindigkeit und dem zu reißenden Material wieder (nach DIN 18.300). Ob jedoch ein Material wirklich reißbar ist, hängt von zahlreichen Faktoren ab:

- Klüftung, Störungszonen
- Verwitterung, Durchfeuchtung
- Schichtung
- Neigung der Schichtung

Erfahrungen haben gezeigt, je ausgeprägter ein Material geklüftet ist, umso leichter kann der Reißzahn in das Material eindringen und es aufbrechen. Dies gilt sowohl für hartes Material als auch für weiches. Bei dünnplattigem Material kann man davon ausgehen, dass es im Allgemeinen als gut reißbar eingeschätzt werden kann. Ist es jedoch bankiger ausgeprägt, dann entstehen beim Reißen große Schollen, wodurch eine Nachzerkleinerung notwendig wird. Wie in der Tabelle 4.1 dargestellt ist, können z. B. von einer Raupe mit einem Dienstgewicht von 80 t Gesteine der Bodenklasse 7 mit Wellengeschwindigkeiten bis zu 3000 m/s gerissen werden [50].

Das Lösen des Gesteins mit dem Hydraulikbagger erfolgt mit einer Felsschaufel, an die spezielle Reißzähne angebracht sind. Den Hydraulikbagger gibt es als Hochlöffel- und Tieflöffelbagger. Der Hochlöffelbagger arbeitet vor der Wand und belädt das Fördergerät auf der Arbeitsebene. Der Tieflöffelbagger steht oberhalb der Abbauwand und belädt das Fördergerät (LKW), welches sich auf der gleichen Arbeitsebene oder auf der Arbeitsebene darunter befindet.

Der Abbau mit einem Hydraulikbagger ist sowohl bei weichen bis mittelharten Gesteinen als auch bei Fels in geschichteter Form oder in Wechsellagerung von harten und weichen Schichten möglich. Generell sind eine ausgeprägte Schichtung und Klüftung von Vorteil, bei harten Gesteinen sogar notwendig. Bekannte Einsatzgebiete sind [100, 114]:

- Sedimentgesteine - geschichtete Kalksteine, Wechsellagerungen von Kalkstein- und Mergelschichten, geschichtete Sandsteine
- Metamorphe Gesteine mit schiefriger Textur - Granulit
- Eruptivgesteine – Säulenbasalt

Tabelle 4.1: Bodenklassen nach DIN 18.300 und Gewinnungsmöglichkeiten [50]

v_s [m/s]	Boden- klasse	Bezeichnung	lösbar mit
300-500	3	leichter Boden a) nicht bis schwach bindig b) Sand, Kies, Schluff	Schaufel
500-800	4	mittelschwerer Boden a) bindig, leicht plastisch b) Lehm, Löß, Merkel, Geröll	Spaten, Radlader
800-1200	5	schwerer Boden, stark bindig, zäh, Ton, Steine über 30 cm Durchmesser	Kettenlader, Mobilbagger, Kettenbagger bis ca. 17 t
1200-1700	6	leichter Fels, Lockergestein stark klüftiger oder angewitterter mürber Fels	Kettendozer bis ca. 25 t (v_s bis 1.400 m/s) Kettenbagger (17- 25 t) (v_s bis 1.600 m/s)
1700-1900	7	schwerer Fels klüftig dünnbankig fest oder dickbankig mürb	Kettendozer (40 - 50 t) Kettenbagger (40 - 70 t) (v_s bis 1.800 m/s)
1900-2300	7	schwerer Fels schwach klüftig Ergussgesteine grobstückig Findlinge eng verzahnt	Kettendozer (50 - 60 t) (v_s bis 2100 m/s) Kettenbagger mit Reißzahn (40-70 t)
2300-3000	7	nahezu geschlossen anstehend, dicht gelagert	Kettendozer (60 - 70 t) (v_s bis 2.600 m/s) Kettendozer über 80 t (v_s bis 3.000 m/s) Kettenbagger mit Reißzahn (70-130 t)
Über 3000	7	geschlossen anstehend, sehr dicht	Sprenge!

Der Hydraulikhammer hat sich bereits zum Lösen von hartem Gestein mit hoher Sprödigkeit bewährt. Der Hydraulikhammer ist nur mit Tieflöffelbagger zu betreiben. Besitzt das Gestein einen hohen Durchtrennungsgrad, so ist die Druckfestigkeit von geringer Bedeutung. Der Einsatz von Hydraulikhämmern erfolgt an Gesteinen mit einaxialen Druckfestigkeiten von bis zu 180 MPa [145].

Bei der Gewinnung mit einem Surface-Miner (horizontales Fräsen) wird das Gestein mit einer Fräswalze gelöst. Je nach Maschinentyp befindet sich die Fräswalze am vorderen Teil der Maschine, in der Mitte oder am hinteren Teil. Aus Datenblättern von Mittelwalzenfräsen ist zu entnehmen, dass es Geräte mit verschiedenen Walzenbreiten von 2.100 – 4.100 mm gibt und Spantiefen bis 50 cm möglich sind [160]. Praktische Erfahrungen bestätigen den Einsatz von Surface-Minern bei Gesteinen mit einaxialen Druckfestigkeiten bis zu 120 MPa. Jedoch ist bisher eine Gewinnung von Gestein mit einer einaxialen Druckfestigkeit bis zu 80 MPa wirtschaftlich vertretbar [108, 134].

Die Teilschnittmaschine (vertikales Fräsen) kommt bei der Gewinnung von Gips und Kalkstein zum Einsatz [18, 74, 120]. Bei einer Druckfestigkeit zwischen 25-60 MPa betrug die Gewinnungsleistung ca. 200 t/h. In Spanien wurde mit einer ATM 105 IC ein Kalkstein mit einer Druckfestigkeit von 80 MPa gefräst. Hierbei wurden ca. 140 t/h gelöst.

4.4.2 Böschungsbedingungen

Der Abbau erfolgt beim Bohren und Sprengen meistens über mehrere Arbeitsebenen. Die Bruchwandhöhe darf beim Wegladen von Hand 12 m nicht überschreiten [136]. Wird das Haufwerk maschinell weggeladen, darf die Bruchwandhöhe nicht größer als 30 m sein. Es gibt aber nur wenige Bruchwände mit einer Höhe größer als 20 m. Etwa die Hälfte aller Steinbruchwände ist niedriger als 12 m. Für den Modelltagebau wird eine Bruchwandhöhe von 15 m als Kompromiss zwischen den 12 m und den 20 m angenommen. Demzufolge besitzt der Modelltagebau bei der angegebenen Mächtigkeit 4 Arbeitsebenen.

Den Angaben der Steinbruchberufsgenossenschaft zufolge haben die Bruchwände im Allgemeinen Neigungen von ca. 60° [136]. Abweichend davon dürfen beim Großbohrlochsprengen (Wandhöhe größer 12 m) die Bruchwände bis zur Senkrechten anstehen. Dies gilt auch für vergleichbare Reihensprengungen mit Wandhöhen bis zu 12 m, bei denen die Bohrlöcher von der oberen Sohle bis zur nächsten tieferen Sohle reichen.

In der Realität hängt der Neigungswinkel der Bruchwand immer von den geotechnischen Verhältnissen (Klüftigkeit, Einfallen der Schichten) im Gebirge ab. Im Allgemeinen werden Bruchwände mit Böschungswinkel von 60° bis 90° erstellt [69]. Für den Modelltagebau wird daher ein Neigungswinkel der Bruchwand von 75° angenommen.

Im Vergleich zum Bohren und Sprengen ändern sich bei einer anderen Gewinnungstechnologie die Abmessungen der Arbeitsebenen und der dazugehörigen Böschungen. Hierbei sind die Abmessungen von der eingesetzten Technologie abhängig.

In Betrieben, in denen der Abbau mit Hydraulikbagger (vertikales Reißen) erfolgt, sind die Bruchwände niedriger als 10 m. Bei Betriebsbefahrungen wurden Wandhöhen zwischen 5 und 7 m beobachtet. Mit dem Hydraulikbagger ist es möglich, eine Böschungsneigung von 75° herzustellen.

In Abhängigkeit von der vorhandenen Löseeinheit (Bagger und Hydraulikhammer) beträgt die Bruchwandhöhe beim Hochschnitt max. 13 m und ein Böschungswinkel von 75° kann ohne Weiteres hergestellt werden [17]. Des Weiteren ist eine minimale Breite der Arbeitsebene von ca. 20 m möglich [142].

Wird das Gestein mit der Reißraupe gewonnen, dann muss die Flächengröße im Tagebautiefsten dem Gewinnungsgerät noch ein effektives Arbeiten ermöglichen. Die entstehende Breite der Reißfläche sollte im Tagebautiefsten 2 - 3 Schildbreiten nicht unterschreiten. Vor Beginn der Reißarbeiten ist auch der Platzbedarf für die Böschungen zu berücksichtigen. Verfahrensbedingt kann mit der Reißraupe ein maximaler Böschungswinkel von 45° erstellt werden. Eine Neigung der Reißfläche kann sich als vorteilhaft erweisen. Hierbei wird der natürliche Gefälleschub in Fahrtrichtung ausgenutzt. Im Fels sind steilere Neigungen als 1:3 zu vermeiden, damit die Bodenhaftung der Reißraupe beim Rückwärtsfahren noch voll genutzt werden kann [50]. Die Abbildung 15 zeigt eine 100-t-Reißraupe beim Anschieben des gelösten Materials.



Abbildung 15: Reißbraupe bei einer Neigung von 30% (Foto: P. Schmieder)

Bei der Gewinnung mit der Teilschnittmaschine ist die Schneidbreite so zu wählen, dass die Maschine aus dem Stand das gesamte Fräsprofil fräsen kann, ohne dabei vorrücken zu müssen. In Abhängigkeit von der Maschinengröße liegt die Schneidbreite zwischen 4 und 5 m und die Schneidhöhe zwischen 4 und 6 m. Ein Böschungswinkel von 90° ist ohne Weiters realisierbar.

5 Technisch-technologische Untersuchungen

Weitere Untersuchungen finden an zwei ausgewählten Abbauverfahren statt. Diese sind das Bohren und Sprengen (BuS) und das Schlagen mit dem Hydraulikhammer (HYHA). Während das Bohren und Sprengen ein universelles konservatives Verfahren zum Lösen von Gestein darstellt, beschreibt die Gewinnung mit dem Hydraulikhammer ein sprengstoffloses alternatives Verfahren, welches auch noch in kompakten und festen Gesteinen Anwendung findet (Abbildung 8).

Die Untersuchungen werden zum einen bei einer Betriebsgröße von 300.000 t/a und zum anderen bei 900.000 t/a durchgeführt.

5.1 Bohren und Sprengen (BuS)

Es werden zwei Gesteinstypen berücksichtigt, so dass vier grundlegende Annahmen für die Modelltagebaue gültig sind. Die Bezeichnungen der Modelle Bohren und Sprengen sind im Folgenden chiffriert dargestellt:

- BuS A-3
- BuS B-3
- BuS A-9
- BuS B-9

Die Abkürzungen in den Bezeichnungen bedeuten:

BuS	Bohren und Sprengen (Gewinnungsverfahren)
A, B	Gesteinsparameter (Abschnitt 4.4.1, S. 44)
3	Gewinnungsleistung 300.000 t/a (Abschnitt 4.2, S. 42)

Werden Prozesse beschrieben oder Daten genannt, welche auf beide Gesteinstypen bezogen sind, so wird die Modellbezeichnung BuS A-3 und BuS B-3 durch BuS-3 abgekürzt.

Für die Modelltagebaue kommt eine kombinierte Abbauart, bestehend aus dem Abbau nach der Tiefe und dem flächenhaften Abbau, zur Anwendung. Zudem ist es möglich, Untersuchungen mit Variationen im Abbausystem durchzuführen. Beim Bohren und Sprengen sind die Abbausysteme, wie in der Tabelle 5.1 dargestellt, möglich.

Tabelle 5.1: Mögliche Abbausysteme beim Bohren und Sprengen

Lösen	Laden	Transportieren und Vorbrechen	
Bohren und Sprengen	Radlader	SLKW	Vorbrecher
	Hydraulikbagger	SLKW	Vorbrecher
	Hydraulikbagger	mobiler Brecher	GBF
	Radlader (Load & Carry)	semimobiler Vorbrecher	GBF

Bereits durchgeführte Untersuchungen zur Variation im Abbausystem bezüglich der Prozesse Laden, Transportieren und Vorbrechen brachten die Erkenntnis, dass sich die Varianten nach den Finanzmathematischen Durchschnittskosten nur um 2 bis 3% unterscheiden [90]. Der untersuchte Kalksteintagebau hatten eine Fläche von ca. 40 ha und eine Tiefe von ca. 90 m. Die jährliche Förderleistung betrug ca. 2 Mio. t/a. Dieses Ergebnis macht deutlich, dass eine Bandanlage im Zusammenhang mit einer hohen Leistung und einer relativ großen Fläche mit einem semimobilen bzw. mobilen Brecher wirtschaftliche Vorteile hat. Jedoch ist der Unterschied sehr gering.

In den zu untersuchenden Modellen betragen die Flächen ca. 6 bzw. 15 ha und die Förderleistungen 300.000 t/h und 900.000 t/a. In diesem Fall wird davon ausgegangen, dass die Flächen für das Betreiben einer Förderung mit Bandanlage noch zu klein sind. Das Abbausystem mit einer Bandförderung ist hierbei zu unflexibel und die Investitionen für eine Bandanlage sind zu hoch.

Für die Modelle Bohren und Sprengen sollen daher im weiteren Verlauf nur die Abbausysteme mit den Prozessen:

- Bohren und Sprengen
- Laden durch Radlader
- Transportieren durch SLKW
- Vorbrechen

untersucht werden (Abbildung 16).

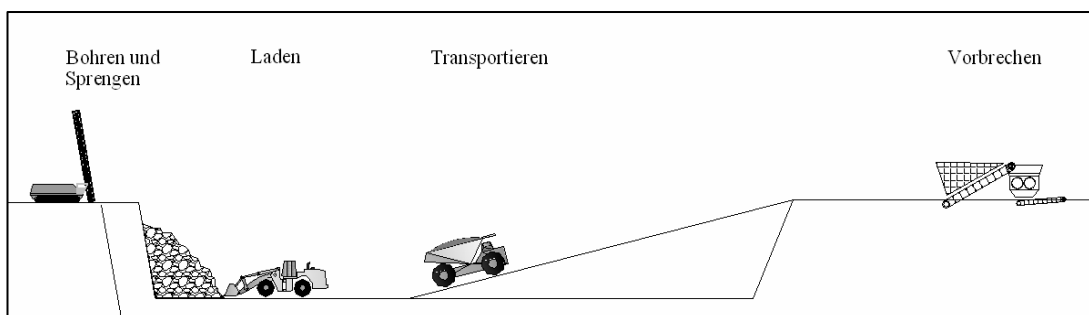


Abbildung 16: Abbausystem für die Modelle Bohren und Sprengen

5.1.1 Lösen

Bohrtechnik

Das Bohren erfolgt bei der Gewinnung von Gestein in der Steine- und Erdenindustrie vorwiegend durch zwei Bohrverfahren. Diese sind das drehende und das schlagende Bohren.

Beim drehenden Bohren erfolgt unter gleichzeitigem Andruck und Drehen des Bohrwerkzeuges eine mechanische Gesteinszerstörung. Das drehende Bohren wird unterteilt in das spanende und das rollende Bohren, wobei überwiegend das spanende Bohren in der Steine- und Erdenindustrie angewendet wird. Die Voraussetzung für die Anwendung des spanenden Bohrens ist, dass der Andruck des Bohrwerkzeuges größer ist als die einaxiale Druckfestigkeit des Gesteins, nur dann dringt die Schneide des Bohrwerkzeuges in das Gestein ein und ermöglicht eine Spanbildung. Aus folgenden Gründen ist der Einsatz des drehenden Bohrens eingeschränkt [140]:

- Der Einsatz im harten Gestein erfordert eine hohe Andruckkraft, wodurch ein hoher Verschleiß am Bohrwerkzeug auftritt.

- Der Einsatz im Gestein mit hohen schleißenden Anteilen führt zu überproportionalem Verschleiß.
- Der erforderliche Andruck bedingt schwere Gerätekonstruktionen, die eine geringe Mobilität besitzen.

Beim schlagenden Bohren (drehschlagendes Bohren) wird die kinetische Energie des Schlagkolbens in eine Stoßwelle umgesetzt, die sich mit hoher Geschwindigkeit zum Bohrwerkzeug fortsetzt. Ist die spezifische Schlagenergie je cm^2 Schneidfläche größer als die Kerbfestigkeit des Gesteins, so entsteht je nach Form des Bohrwerkzeuges eine Einkerbung auf der Bohrlochsohle. Es wird unterschieden zwischen dem Bohren mit dem Außen- und Imlochhammer.

Beim Außenhammer befindet sich der Schlagkolben außerhalb des Bohrloches. Demzufolge wird die Schlagenergie über das Bohrgestänge zum Bohrwerkzeug transportiert. Hierbei treten neben den Reflexionsverlusten im Bereich des Überganges vom Bohrwerkzeug zum Gestein zusätzlich Reibungsverluste an den Gestängeverbindungen auf. Daher verringern sich der mechanische Wirkungsgrad und somit die Bohrleistung mit zunehmender Bohrlochtiefe.

Beim Imlochhammer wird die Druckluft nahezu ohne Verluste durch das Bohrgestänge zum Schlagkolben, welcher sich nur wenige Zentimeter oberhalb des Bohrwerkzeuges befindet, transportiert. Durch den geringen Abstand zwischen Schlagkolben und Bohrwerkzeug sind die Übertragungsverluste beim Imlochhammer deutlich geringer als beim Außenhammer.

Außenhämmer können bei nahezu allen Gesteinhärten im Durchmesserbereich von 64 bis 102 mm eingesetzt werden. Sie entwickeln hohe Bohrleistungen bei geringen Bohrtiefen. Durch die hohe Beanspruchung des Bohrgestänges sind dessen Standzeiten oft geringer als bei der Nutzung eines Imlochhammers [140]. Die Genauigkeit des Bohrlochverlaufes nimmt bei Außenhämmern mit zunehmender Bohrtiefe ab.

Imlochhämmer können bei allen Gesteinsarten eingesetzt werden. Ihr Vorteil wird vor allem bei schwierigen Bohrverhältnissen (wechselnde Schichten) und großen Bohrlochtliefen deutlich. Übliche Bohrlochdurchmesser für Imlochhämmer sind 85 bis 150 mm [140].

Wie in der Abbildung 17 zu erkennen ist, findet das spanende Bohren im Wesentlichen bis zu einer Gesteinsfestigkeit von ca. 15 MPa Anwendung [140]. In anderen Literaturquellen ist der Einsatz des drehenden (spanenden) Bohrens durch den Gesteinskoeffizienten nach Protodjakonow f_{Pr} und durch den Anteil an schleißenden Anteilen (Quarz) gekennzeichnet. Demnach ist das drehende Bohren bis zu einem Gesteinskoeffizienten f_{Pr} von 12 (120 MPa) bei schleißenden Anteilen bis 15% möglich [26, 57].

Das schlagende Bohren findet heute vor allem in Form des drehschlagenden Bohrens statt. Hierbei ist die Anwendung der Schlagbohrtechnik dadurch gekennzeichnet, dass die Lafette eine Vorschubkraft von ca. 16 kN (1,6 t) auf das Bohrgestänge aufgibt. Der Schlagkolben stellt zusätzlich die Schlagenergie zur Verfügung und ein Drehwerk lässt das Bohrwerkzeug rotieren. Durch die Vorschubkraft wird ein hoher Bohrfortschritt erreicht und durch das Schlagen ist die Anwendung im harten Gestein möglich. Das Hauptanwendungsgebiet des Drehschlagbohrens ist Gestein mit einem Festigkeitskoeffizienten von $f_{Pr} = 12$ bis 16 [26]. Diesem Bereich sind der Anhydrit und der Kalkstein zuzuordnen. Es wurden aber auch im Sandmergel und Schiefer entsprechend gute Ergebnisse nachgewiesen. Damit ist auch der Einsatzbereich des schlagenden Bohrens ab einer Druckfestigkeit von ca. 15 MPa in der Abbildung 17 zu erklären.

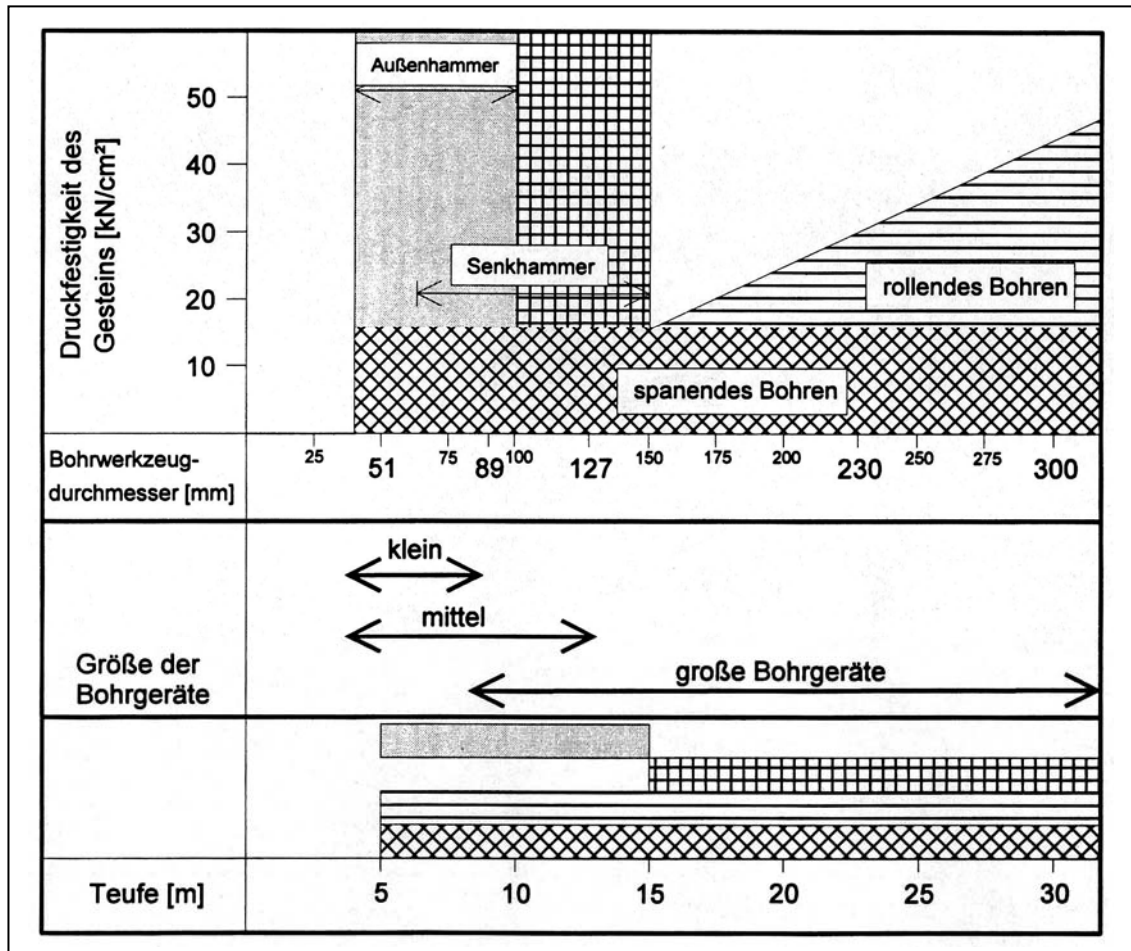


Abbildung 17: Einsatzbereiche der Bohrverfahren [140]

Bei einem klüftigen Gebirge mit einer Druckfestigkeit von 20 MPa und einer Wandhöhe von 15 m wird das drehende Bohren als sinnvoll erachtet. Für das Modell mit dem Gestein A wird daher das drehende Bohren angenommen. Dafür eignet sich das Bohrgerät HBM 60 der Firma Hausherr [21, 77]. Dieses erreicht im Gestein A eine Nettobohrleistung von 55 Bm/h. Bei einer Nebenarbeitszeit von 10 min/Bohrloch beträgt die Bruttobohrleistung ca. 36 Bm/h.

Für das Gestein B wird ein Bohrgerät mit einem Imlochhammer angenommen. Ein solches Bohrgerät ist das ROC F6 von Atlas Copco. Mit diesem Gerät ist eine Nettobohrleistung von 28,5 Bm/h im kompakten Gestein nachgewiesen. Dabei betrug der Dieselverbrauch inklusive Nebenarbeitszeit 1,5 l/Bm. Dieser Verbrauch wird in diesen Untersuchungen zugrunde gelegt. Die technischen Daten für diese Bohrgeräte sind in der Tabelle 5.2 dargestellt.

Tabelle 5.2: Technische Daten der Bohrgeräte für unterschiedliche Gesteine [61, 94]

Gestein (Modell)		A (20 MPa)	B (100 MPa)
Bohrgerätename		HBM60	ROCF6
Leistung Antrieb	[kW]	160...235	186
Andruck	[kN]	60	16
Bohrlochdurchmesser	[mm]	80-130	85-100
Bohrlochtiefe	[m]	36	36
Nettobohrleistung	[Bm/h]	55	28,5
Dieserverbrauch (brutto)	[l/Bh]	29	33,4
Gewicht	[kg]	17.000	15.700

Sprengstoffe

In der Natursteinindustrie werden heute überwiegend

- gelatinöse Ammoniumnitratsprengstoffe (Ammon-Gelite)
- Ammoniumnitratsprengstoffe mit Kohlenwasserstoffträgern (ANC/ANFO)
- wasserhaltige Ammoniumnitratsprengstoffe (Emulsionssprengstoffe)

eingesetzt.

Die Sprengstoffe der ersten Gruppe besitzen eine hohe Sprengkraft, gute Wasserbeständigkeit und mit $\rho = 1,6 \text{ g/cm}^3$ eine hohe Dichte. Sie bestehen aus Ammoniumnitrat, bis zu 30% aus Nitroglykol (Sprengöl), Holz und Pflanzenmehl. Ammon-Gelite werden vorwiegend in hartem Gestein und in weniger hartem Gestein als Initialladung eingesetzt.

Die ANC-Sprengstoffe bestehen aus Ammoniumnitratprills und 6% Mineralöl (Diesel). Sie besitzen ein hohes Schwadenvolumen sowie eine geringe Dichte von $0,9 \text{ g/cm}^3$. Die geringe Sprengkraft und nicht gegebene Wasserbeständigkeit begrenzen ihre Einsatzmöglichkeiten. Der große Vorteil ist ihre Handhabungssicherheit.

Emulsionssprengstoffe bestehen aus Ammoniumnitrat, welches in Wasser gelöst ist, und Mineralöl. Die ammoniumnitrathaltigen Wassertröpfchen sind jeweils von einem dünnen Ölfilm umgeben. Die Sensibilisierung (Detonationsfähigkeit) erfolgt durch gasgefüllte Mikrohohlkugeln aus Kunststoff oder Glas. Die Dichte ($1,1 - 1,3 \text{ g/cm}^3$) und die Detonationsgeschwindigkeit ($600 - 5.000 \text{ m/s}$) lassen sich durch die Zugabe der Mikrohohlkugeln variieren. Emulsionssprengstoffe sind mit ANC-Sprengstoffen mischbar. Sie sind sprengölfrei und besonders handhabungssicher. Auch die Anwendung bei Wasserzuflüssen macht diesen Sprengstoff für die Gewinnung von Festgestein im Tagebau interessant. Daher soll ein Emulsionssprengstoff im Modell Bohren und Sprengen verwendet werden.

Zündtechnik

In der Natursteinindustrie kommen heute die elektrische und die nichtelektrische sowie die elektronische Zündung zur Anwendung. Der elektrische Zünder hat nach dem Zündelement (Zündpille) einen pyrotechnischen Verzögerungszünder, welcher mit entsprechender Geschwindigkeit abbrennt und dann die Primärladung zündet. Diese Zeitzünder werden in Kurzzeit- und Langzeitzünder unterteilt. In der Natursteinindustrie werden im Wesentlichen Kurzzeitzünder (Millisekundenzünder) mit 20, 30, 25 ms Verzögerungszeit und 18 bzw. 20 Zeitstufen eingesetzt [140]. Die Langzeitzünder

besitzen Zündintervalle von über 100 ms mit den Zündzeitstufen 1 - 18 sowie 20, 22, 24.

Durch die Variation der Zündzeiten können Lademengen zu verschiedenen Zeiten gezündet werden, wodurch die Lademenge pro Zündzeitstufe gering gehalten werden kann.

Der Zünder mit elektronischer Zündzeitverzögerung hat einen Kondensator und einen Mikrochip, wodurch die Zündverzögerung ausgelöst wird. Bei diesen Zündern werden die Zeitintervalle mit dem Programmier- und Steuergerät programmiert. Dabei sind 61 Zündzeitstufen mit Verzögerungszeiten zwischen 1 und 100 ms möglich [140]. Damit ergeben sich größere Variationen der Sprengstofflademenge pro Zündzeitstufe als bei den Zündern mit pyrotechnischem Verzögerungssatz. Auf Erschütterungsprobleme kann dementsprechend reagiert werden.

Die nichtelektrischen Zünder werden nicht durch eine Zündpille, sondern durch die Stoßwelle aus dem Anzündschlauch gezündet. Der Anzündschlauch besteht aus mehreren Lagen Kunststoff. Auf die Innenwand des Schlauches ist ein Explosivstoff aufgebracht (15 - 20 mg/m), dessen Stoßwelle sich mit 2000 m/s ausbreitet. Bei diesem System sind die Zünder, ähnlich wie die elektrischen Zünder, mit pyrotechnischem Verzögerungssatz aufgebaut. Es besteht aber noch die Möglichkeit, Zündzeitverzögerer außerhalb des Bohrloches zwischen zwei Anzündschlauchenden zu klemmen. Diese bewirken zusätzliche Zündzeitverzögerungen.

Für die Gewinnung im Modelltagebau werden elektrische Zünder ausgewählt. Diese genügen den Ansprüchen der Festgesteinsgewinnung in Bezug auf Zeitstufen und der Wirtschaftlichkeit vollkommen.

Bohrschema (Sprenggeometrie)

Im Tagebau kommen Reihensprengungen und Flächensprengungen zum Einsatz. Bei der Flächensprengung werden mehrere Bohrlochreihen hintereinander gebohrt. Dabei ist die Gesamtvorgabe größer als die Strossenhöhe und die Volumenvorgabe (das gesprengte Gestein) wird bei der Sprengung aufgelockert [57]. Die Reihensprengung unterscheidet sich von der Flächensprengung durch eine kleinere Gesamtvorgabe. Außerdem wird das gesprengte Gestein nicht nur aufgelockert, sondern geworfen. Hierbei ist zwischen Ein- und Mehrreihensprengung zu unterscheiden. Zur Behandlung der Sohle wird diese bei Reihensprengungen unterbohrt oder es werden Sohlbohrlöcher (Heberbohrlöcher) hergestellt. Sohlbohrlöcher stellen einen zusätzlichen Aufwand im Bohrprozess dar, da das Bohrgerät dafür umgesetzt werden muss. Wird die Sohle unterbohrt, entstehen beim Sprengen stärkere Erschütterungen als bei Sprengungen mit Sohlbohrung, denn der Abschnitt am Bohrlochtiefsten besitzt keine Freifläche. Dadurch kann das Gebirge nur schwer zertrümmert werden, und der größte Teil der Sprengenergie wird in den Untergrund abgegeben. Durch ein Schrägstellen der Bohrlöcher wird eine freie Fläche zur Unterbohrung erreicht, so dass die Erschütterungen vermindert werden. Die Länge der Unterbohrung beträgt ca. 1/3 der Vorgabe [113].

Für alle Modelle wird nach Möglichkeit die Sprengung mit einer Reihe zugrunde gelegt. Das Seitenverhältnis λ_B , bestehend aus dem seitlichen Bohrlochabstand a_B und der Vorgabe l_w , hat einen wesentlichen Einfluss auf das Sprengergebnis.

$$\lambda_B = \frac{a_B}{l_w} \quad (5.1)$$

Bei einem Seitenverhältnis $\lambda_B \leq 0,5$ wirkt die Sprengung spaltend. Wird das Seitenverhältnis auf 1...1,3 erhöht, so nimmt die zertrümmernde Wirkung des Haufwerkes zu [62]. Soll ein kleinstückiges Haufwerk erzeugt werden, ist die Vorgabe geringer als der Bohrlochabstand zu wählen. Demzufolge wird die Haufwerkstückigkeit mit größerem Seitenverhältnis besser [113]. Nach STOLL [140] sollte das Seitenverhältnis $\lambda_B \leq 1$ sein. Aus den hier diskutierten Seitenverhältnissen wird ein Verhältnis ~ 1 ausgewählt. Bei diesem Verhältnis wird ein kleinstückiges Haufwerk bei verhältnismäßig geringen Erschütterungen und einer geringen Steinfluggefahr erwartet. Weiterhin geben die hier diskutierten Seitenverhältnisse die Vielzahl von Variationsmöglichkeiten des Seitenverhältnisses im Hinblick auf die Haufwerkstückigkeit wieder.

Modelle BuS-3

Für das Modell BuS A-3 wird ein spezifischer Sprengstoffaufwand von $0,2 \text{ kg/m}^3$ angenommen. Dieser Wert ist für leicht lösbaren Kalkstein und Sandstein gültig [140]. Bei einem Seitenverhältnis von ca. 1 ist die Sprenggeometrie in der Tabelle 5.3 dargestellt. Durch die Sprengung fallen ca. 14.000 t Haufwerk an. Dafür werden 16 Bohrlöcher mit einem Durchmesser von 80 mm und einer Tiefe von ca. 17 m gebohrt. Bei der Gewinnung von 300.000 t Gestein pro Jahr sind ca. 21 Sprengungen notwendig. Für das Gestein B wird ein spezifischer Sprengstoffverbrauch von $0,35 \text{ kg/m}^3$ ausgewählt. Dieser Wert ist für dickbankigen Kalkstein, Grauwacke und Basalt repräsentativ, wobei dieser Wert abhängig von dem Trennflächensystem im Gebirge veränderbar ist [140]. Die Sprenggeometrie für das Gestein B ist ebenfalls in Tabelle 5.3 dargestellt.

Tabelle 5.3: Sprenggeometrie, bei einer Löseleistung von 300.000 t/a

Modell			BuS A-3	BuS B-3
Bohrlochdurchmesser	d_B	[mm]	80,00	90,00
Bohrlochneigungswinkel	α_B	[°]	75,00	75,00
Vorgabe	l_W	[m]	4,83	4,15
söhlige Vorgabe	l_{WS}	[m]	5,00	4,30
Bohrlochabstand	a_B	[m]	4,80	4,20
Verhältnis	λ_B	[-]	0,99	1,01
Wandhöhe	h_W	[m]	15,00	15,00
Bohrlochlänge	l_B	[m]	16,98	16,78
Unterbohrung	l_{BuS}	[m]	1,45	1,25

Die Annahmen zur Bruchwandhöhe wurden bereits im Kapitel 4.4 diskutiert. Für den Modelltagebau Bohren und Sprengen wird eine Bruchwandhöhe von 15 m mit einem Böschungswinkel von 75° zugrunde gelegt. Da die Bohrlöcher länger als 12 m sind, werden sie als Großbohrlöcher bezeichnet. Um den Sicherheitsvorkehrungen nach der Richtlinie Sprengwesen vom Sächsischen Oberbergamt zu entsprechen, ist beim Einbringen eines Zünders in das Bohrloch tiefste in Verbindung mit Sprengschnur ein zweiter Zünder am Bohrlochmund anzuordnen. Dies wird auch in dieser Arbeit berücksichtigt.

Aufgrund dieser Angaben wurde ein Bohr- und Sprengplan erstellt (Anlage 2). Dieser enthält die Geometrie, welche das Bohrgerät abzubohren hat. Nach dem Bohren werden die Löcher mit Emulsionssprengstoff gefüllt. Die Ladesäule wird als durchgehende

Ladesäule zuzüglich Sprengschnur ausgeführt. Sie wird durch zwei elektrische Zünder in Verbindung mit patroniertem, gelatinösem Sprengstoff gezündet. Insgesamt werden im Bohrloch 3 Patronen platziert, davon eine am Bohrlochmund und zwei im Bohrlochtiefsten (Anlage 2.1).

Der Endbesatz im oberen Bereich des Bohrloches wirkt als Widerstand gegen den Gasdruck der Sprengschwaden. Er hat die Aufgabe, die Energieausnutzung des Sprengstoffes und die Sprengwirkung zu verbessern. Außerdem werden die Luftdruckwelle und der Explosionsknall vermindert.

Aus der Festlegung der Sprenggeometrie und dem Aufbau der Ladesäule wird der Sprengstoffbedarf für jedes Jahr ermittelt. Dieser Sprengstoffbedarf ist konstant (Anlage 2).

In der Tabelle 5.4 ist ersichtlich, dass für das Modell BuS A-3 im Jahr ca. 25.500 kg Sprengstoff benötigt werden. Für das Lösen im Modell BuS B-3 sind ca. 71% mehr Sprengstoff notwendig.

Modelle BuS-9

Durch die Steigerung der Gewinnungsleistung bleiben die Daten der Sprenggeometrie, wie in der Tabelle 5.3 dargestellt, konstant. Es ändern sich nur die Anzahl der Sprengungen sowie der Bohrlöcher pro Sprengung. Statt der 21 Sprengungen/Jahr sind 42 Sprengungen/Jahr notwendig. Für das Modell A-9 werden 25 Bohrlöcher pro Sprengung und für das Modell B-9 33 Bohrlöcher gebohrt. Dadurch ändert sich die Masse des bei der Sprengung anfallenden Haufwerkes von 14.000 t/Sprengung auf 21.200 t/Sprengung. Zudem ändert sich die zeitliche Auslastung des Bohrgerätes. Dies ist in der Tabelle 5.4 ersichtlich.

Für das Lösen im Modell A-9 werden ca. 79.700 kg Sprengstoff im Jahr verwendet. Für das Lösen im Modell B-9 sind ca. 64% mehr Sprengstoff notwendig. Im Vergleich zur Gewinnungsleistung von 300.000 t/a wird bei den Modellen BuS-9 die dreifache Menge an Sprengstoff verbraucht (Tabelle 5.4).

Aufgrund der höheren Bohrleistung im Gestein A ist die zeitliche Auslastung des Bohrgerätes HBM 60 geringer. Der spezifische Dieserverbrauch ist ebenfalls beim Bohrgerät, welches im Gestein A arbeitet, geringer als beim Bohrgerät im Gestein B. Beide Aspekte begünstigen den deutlich geringeren Dieserverbrauch in den Modellen BuS A.

Tabelle 5.4: Zeitliche Auslastung der Bohrgeräte und Sprengstoffverbräuche

Modell		BuS A-3	BuS B-3	BuS A-9	BuS B-9
Bohren					
Bohrgerät Name		HBM 60	ROC F6	HBM 60	ROC F6
Bohrlänge Jahr	[m/a]	5.758,95	7.823,95	17.996,71	23.471,84
Nettoboehrzeit	[h/a]	104,71	274,52	327,21	823,57
Bruttoboehrzeit	[h/a]	264,71	494,52	577,21	1.153,57
Diesel Bohrgerät	[l/a]	7.676,54	16.517,12	16.739,18	38.529,35
Bohrkrone	[Stück/a]	4,6	6,3	14,4	18,8
Sprengen					
Sprengstoffverbrauch	[kg/a]	25.513,90	43.684,50	79.730,94	131.053,51
Emulsion	[kg/a]	24.804,72	42.710,52	77.514,76	128.131,56
Sprengschnur	[m/a]	6.098,15	8.290,35	19.056,71	24.871,04
Patronen/a	[-]	1.017,60	1.399,20	3.180,00	4.197,60
Zünder/a	[-]	678,40	932,80	2.120,00	2.798,40

5.1.2 Laden

Zum Laden des gesprengten Haufwerkes eignen sich sowohl der Radlader als auch ein Hydraulikbagger. Bei der Bilanzierung wird nur der Radlader betrachtet und die Größe des Gerätes unter Berücksichtigung der planerischen Ausgangszeit und der notwendigen Lade- und Förderleistung ausgewählt. Dabei wird folgende planerische Ausgangszeit t_{Plan} zugrunde gelegt [87]:

- kalkulatorische Ausgangszeit: 52 Wochen
- Arbeitstage: 5 Tage/Woche
- Ausfallzeit (Winter): 8 Wochen/a
- Ausfallzeit (Feiertage): 8 Tage/Jahr
- Gewinnungszeit pro Arbeitstag: 8 Stunden/Tag

Hieraus ergibt sich eine planerische Ausgangszeit t_{Plan} von 1.696 Stunden pro Jahr. In dieser Zeit sollen 300.000 t Gestein gelöst und geladen werden, was bedeutet, dass die Lade- und Transportleistung mindestens 177 t/h betragen muss. In Bezug auf das nachfolgende Transportmittel sind weitere Bedingungen, wie z. B. Ladespiele, Hubhöhe und Mobilität, zu berücksichtigen.

Die Ladeleistung lässt sich für jedes diskontinuierliche Gerät nach den Gleichungen (5.2) oder (5.3) bestimmen und berücksichtigt für den Radlader die in der Tabelle 5.5 dargestellten Werte. Diesbezüglich ist beim Gestein eine Rohdichte von 2,4 t/m³ angesetzt. Nach der Sprengung besitzt das Haufwerk eine Dichte von 1,6 t/m³. Für die Berechnung der Ladeleistung wird beim Radlader ein Schaufelfüllungsgrad von 95% berücksichtigt. Dieser Wert beschreibt eine typische Schaufelfüllung der Radladers für einen „Fels, gut geschossen“ [50].

In der Praxis treten hin und wieder Differenzen zwischen der rechnerisch ermittelten und der realen Anzahl der Ladespiele auf, denn beim Füllen der Laderschaufel erfährt das Material eine Verdichtung und beim Abkippen in die SKW-Mulde eine Auflockerung [50]. Exakte Daten darüber sind in der Literatur nicht zu finden. Daher wird dies nicht berücksichtigt.

$$\dot{V} = V_s \cdot FG \cdot AT / h \quad (5.2)$$

oder

$$\dot{m} = m_s \cdot FG \cdot AT / h \quad (5.3)$$

- \dot{V} : Transportleistung in [m³/h]
- \dot{m} : Transportleistung in [t/h]
- V_s : Volumen der Schaufel in [m³]
- m_s : Masse in der Schaufel in [t]
- AT/h: Arbeitstakte pro Stunde
- FG: Füllungsgrad der Schaufel

Tabelle 5.5: Ladeleistung von zwei Radladern, Schaufelfüllung 95 %

Schaufelgröße (Nenninhalt nach SAE)	[m ³]	5	6,9
Radlader über 250 PS, Basis-ATZ	[min]	0,55	0,55
Untergrund (fest, uneben wellig, gute Traktion)	[min]	0,05	0,05
Entladebedingungen (vorsichtiges Entladen der Schaufel)	[min]	0,10	0,10
ATZ (Summe)	[min]	0,70	0,70
AT/h (60 min)	[-]	85,71	85,71
Ladeleistung (60 min)	[t/h]	651,43	898,97
Effektive Ladeleistung (effektive Ladeleistung 83% und Verfügbarkeit 0,9)	[t/h]	486,67	671,53

Unter der Annahme, der Lader belädt ständig einen SKW, kann der Radlader mit einer Schaufelgröße von 5 m³ theoretisch 85 Arbeitstakte realisieren und hat so eine theoretische Ladeleistung von ca. 651 t/h. Wie in der Tabelle 5.5 zu sehen ist, wird infolge entsprechender Abschlüge eine effektive Ladeleistung von ca. 487 t/h erreicht.

Für den Tagebau mit der Gewinnungsleistung von 900.000 t/a wird ebenfalls von einem Ein-Schicht-Betrieb mit einer planerischen Ausgangszeit von 1.696 h/a ausgegangen. Demzufolge beträgt die erforderliche effektive Lade- und Transportleistung mindestens 531 t/h. In diesem Falle reicht die Ladeleistung des kleineren Ladegerätes in der Tabelle 5.5 nicht aus und das nächst größere Ladegerät, mit einer effektiven Ladeleistung von ca. 672 t/h, ist auszuwählen.

Unter Berücksichtigung des Transportgerätes ist zu prüfen, ob die vorläufig ausgewählten Ladegeräte geeignet sind. In Abhängigkeit der erforderlichen Lade- und Transportleistung ist eine passende Lader-Transportgeräte-Kombination auszuwählen. Hierbei sollte die Anzahl der Ladespiele pro SKW fünf nicht übersteigen [50].

5.1.3 Transport

In den Modellen werden gewünschte Abbaustände, Abbaubedingungen und Fahrstrecken dargestellt. Bei einer Leistung von 300.000 t/a und einer Nutzungszeit von 20 Jahren ist es möglich, die Fläche des Tagebaus abzuschätzen. Die Diskussion zu den allgemeinen Annahmen der Modelle erfolgte bereits in den Abschnitten 4.1 bis 4.4. Für das Modell Bohren und Sprengen treffen folgende Annahmen zu (vgl. Anlage 3):

- Böschungswinkel 75 °
- Zwischenberme 1 m
- Höhe der Arbeitsböschung 15 m
- Breite des Transportweges 15,5 m
- Neigung des Transportweges (Rampen) 10 %
- Anzahl der Arbeitsebenen 4
- Maximale Abbautiefe 60 m

Die Rampen verlaufen entlang der Böschung. Ziel ist es, kurze Förderwege zu erhalten. Daher endet die erste Rampe in der halben Länge des Tagebaus auf dem Niveau von ca. -15 m (Abbildung 18). Zur besseren Zuordnung gibt die Tabelle 5.6 einen Überblick zur Lage der Arbeitsebenen (Sohlen) aus der Abbildung 18.

Tabelle 5.6: Übersicht zur Lage der Arbeitsebenen

Sohlen-Nr.	Abschnitt	Niveau
1	0 bis -15	-15
2	-15 bis -30	-30
3	-30 bis -45	-45
4	-45 bis -60	-60

Die Abbildung 18 zeigt verschiedene Abbaustände des Modelltagebaus (300.000 t/a). Dieses Modell besteht aus Abbaublöcken. Jeder Abbaublock besitzt ein Volumen und eine Transportstrecke. Die Transportstrecken sind als dünne rote Linie zu erkennen. Jede Transportstrecke verläuft vom Massenschwerpunkt des jeweiligen Abbaublockes zum Standort des Vorbrechers. Dabei wurden folgende Randbedingungen zugrunde gelegt:

- Eine geringe temporäre Flächeninanspruchnahme soll gewährleistet sein, d. h., der Tagebau soll zuerst in die Tiefe und bei Erreichen der maximalen Abbautiefe gleichmäßig in eine Richtung horizontal entwickelt werden. Dabei ist eine minimale Arbeitsbreite der Sohle von 35 m zu beachten.
- Bewegt sich der Tagebau gleichmäßig über mehrere Arbeitsebenen (Scheiben) in eine Richtung, so können unterschiedliche Qualitäten der einzelnen Ebenen durch ein Qualitätsmanagement ohne Weiteres ausgeglichen werden, was einen Vorteil darstellt. Dieser Vorteil ist bei der Gewinnung auf der Fläche des Tagebaus über nur eine Arbeitsebene nicht gegeben.
- Bei Unterschreitung der minimalen Arbeitsbreite der Sohle erschien es notwendig, in einem Jahr auf verschiedenen Sohlen zu gewinnen. In diesem Falle wurden für ein Jahr mehrere Abbaublöcke und Transportstrecken ermittelt. In der Anlage 4 sind die Länge der Transportstrecken und die Blockvolumina dargestellt. Diese sind die Grundlage für die Berechnung der Transportleistung.

Letztendlich wird für jedes Jahr eine durchschnittliche Lade- und Transportleistung berechnet.

In der Abbildung 18 A ist der Abbaustand nach dem 1. Jahr dargestellt. Hierfür wurden zwei Transportstrecken für die Berechnung der Förderleistung berücksichtigt. Eine Transportstrecke verläuft von der Mitte der Rampe zum Vorbrecher, die andere von der 1. Sohle zum Vorbrecher. Die Abbildung 18 B zeigt den Abbaustand nach fünf Jahren. Zu diesem Zeitpunkt erfolgt der Abbau auf der ersten und auf der zweiten Sohle. Im 10. Jahr sind drei Abbausohlen in Betrieb und im 19. Jahr befindet sich der Tagebau im Wesentlichen im Endzustand. Danach werden die Zufahrten (hellblau) hereingewonnen. Die jahresbezogenen Abbaustände sind in der Anlage 5 dargestellt.

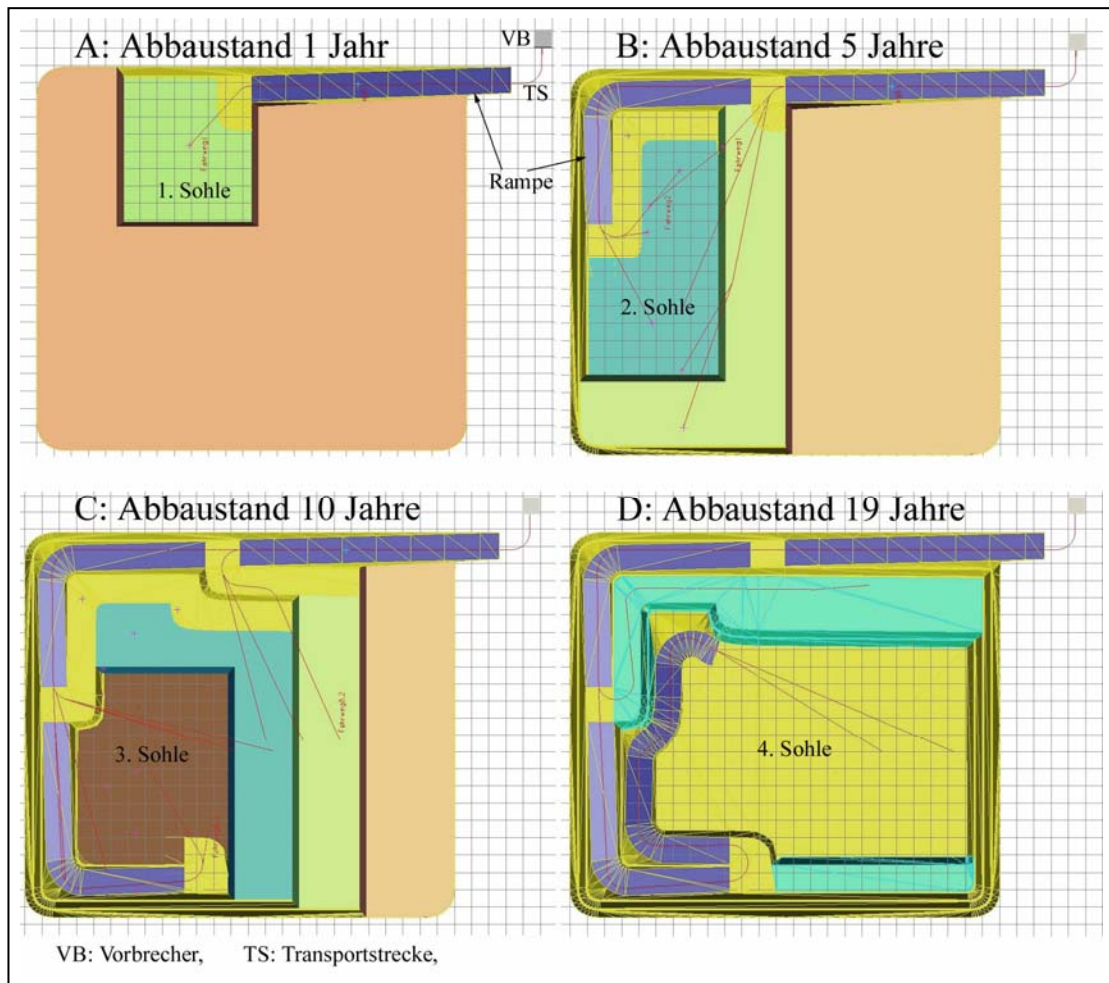


Abbildung 18: Verschiedene Abbaustände im Modelltagebau, BuS-3

Für den Tagebau mit der Gewinnungsleistung von 900.000 t/a wurde unter Berücksichtigung der oben genannten Randbedingungen ein ähnliches Modell erstellt. Die Abbaustände sind in der Anlage 6 dargestellt.

Lade- und Transportleistung

Die Berechnung der Lade- und Transportleistung erfolgt in Anlehnung an die Gleichungen (5.2) und (5.3). Jedoch ist hierbei statt der Masse m_S oder des Volumens V_S das Muldenvolumen V_M bzw. die Nutzlast des Transportgerätes m_M zu berücksichtigen. Für den Arbeitstakt bzw. Umlauf werden folgende Zeiten zur Umlaufzeit t_U zusammengefasst:

t_{M1} :	Manövrier- bzw. Wagenwechselzeit (Rangieren im Ladebereich)	0,3 min
t_B :	SKW-Beladezeit (Gefäßbeladung)	variabel
t_T :	Transportzeit (Lastfahrt)	variabel
t_{M2} :	Manövrierzeit (Rangieren im Entladebereich)	1,2 min
t_K :	Entladezeit bzw. Kippzeit (Gefäßentleerung)	1,2 min
t_R :	Rückfahrzeit (Leerfahrt)	variabel
t_W :	Wartezeit	variabel (0 min)

Die SKW-Beladezeit ist nach der Festlegung der Lade-Transport-Kombination ein fester Wert, der von der Anzahl der Ladespiele n abhängt.

$$n = \frac{V_M}{V_S \cdot FG} \quad (5.4)$$

V_S : Volumen der Schaufel in [m³]
 V_M : Volumen der Mulde des SKWs in [m³]
 FG : Füllungsgrad der Schaufel [-]

Mit zunehmender Teufe und Fortschreitung der Gewinnungsböschung nimmt die Länge der Transportstrecke zu und somit auch die Transport- und Rückfahrzeit. Dadurch sinkt die Lade- und Transportleistung. Sowohl die Transportzeit t_T als auch die Rückfahrzeit finden nach folgender Formel Berücksichtigung:

$$t_T = \sum_{i=1}^n \frac{s_i}{v_i} \quad [\text{min}] \quad (5.5)$$

s_i : Länge einer Teilstrecke [m]
 v_i : mittlere Geschwindigkeit der Teilstrecke [m/min]

Bei Kenntnis der Streckenlänge können somit die variablen Zeiten für den Transport und die Rückfahrt berechnet werden.

Die Wagenwechselzeit wird mit 0,3 min und die Zeit für Manövrieren und Kippen im Entladebereich mit 1,2 min festgelegt [50].

Für kleine Tagebaue soll überprüft werden, ob eine Selbstbeladung wirtschaftlich sinnvoll ist. In diesem Fall bedient der Fahrer des Transportgerätes auch das Ladegerät. Dadurch werden die Lohnkosten für eine zweite Person eingespart und die Transportleistung sinkt, denn zusätzliche Zeiten, die der Fahrer für den Wechsel von SKW auf den Lader benötigt und umgekehrt, sind notwendig. Diese Zeiten beinhalten:

- Halten, vom SKW absteigen: 0,25 min
- zum Lader gehen: 0,30 min (20 m und 66 m/min)
- Einsteigen, Anfahren: 0,25 min

- Summe: 0,80 min *2 = 1,6 min: t_{GW}

Wird zusätzlich zu den Zeiten t_{M1} und t_{M2} der Gerätewechsel t_{GW} berücksichtigt, dann beträgt die Fixzeit 3,1 min.

Sind alle einzelnen Zeiten bekannt, dann kann die Umlaufzeit und daraus die Transportleistung berechnet werden. Nun lässt sich die Anzahl der SKW zum einen unter dem Gesichtspunkt der maximalen Auslastung des Ladegerätes $n_{SKW(RL)}$ und zum anderen über die erforderliche Transportleistung $n_{SKW(Q)}$ bestimmen.

$$n_{SKW(RL)} = \frac{t_U}{t_L} = \frac{t_U}{t_B + t_{M1}} \quad [-] \quad (5.6)$$

t_U : Umlaufzeit [min]
 t_L : Ladezeit [min]
 t_B : Beladezeit (Gefäßbeladung) [min]
 t_{M1} : Manövrier- bzw. Wagenwechselzeit [min]

$$n_{\text{SKW}(Q)} = \frac{\dot{m}_{\text{Tgb}}}{\dot{m}_{\text{eff}}} \quad [-] \quad (5.7)$$

\dot{m}_{Tgb} : geforderte Transportleistung [t/h]

\dot{m}_{eff} : spezifische Transportleistung pro SKW (Stundenleistung) [t/h]

In dieser Arbeit erfolgt die Festlegung der Anzahl der Transportgeräte infolge der Gleichung (5.7).

Modell BuS-3

Aus dem Modelltagebau wurden für jedes Jahr mittlere Strecken entnommen, welche für die Berechnung der Transportleistung notwendig sind (Anlage 4.1). Aufgrund der zu Beginn des Abschnittes 5.1.3 genannten Randbedingungen sind für einige Jahre mehrere Transportstrecken notwendig. Demzufolge wurden dem Tagebau mit der Gewinnungsleistung 300.000 t/a 44 Transportstrecken zugeordnet. Diese Transportstrecken bestehen aus geneigten und horizontalen Streckenabschnitten, auf denen sich die Transportgeräte mit unterschiedlichen Geschwindigkeiten bewegen. Diese Geschwindigkeiten werden auf der Grundlage von Felgenzugkraft-Geschwindigkeits-Diagrammen ermittelt [36, 75]. Dabei wird neben den unterschiedlichen Steigungen zwischen Lastfahrt oder Leerfahrt unterschieden. Die Geschwindigkeiten und die Muldenvolumina von zwei Transportgeräten sind in der Tabelle 5.7 dargestellt.

Tabelle 5.7: Geschwindigkeiten der SKW bei unterschiedlicher Neigung und Beladung

Transportgerät-Name	Einheit	CAT769	HD225
Muldenvolumen (nach SAE)	[m ³]	24,20	17,70
Geschwindigkeit			
leer bergauf	[km/h]	10,50	10,50
leer horizontal	[km/h]	26,00	22,00
leer bergab	[km/h]	26,00	23,50
voll bergauf	[km/h]	5,50	5,50
voll horizontal	[km/h]	13,00	15,00
Geschwindigkeit voll bergab	[km/h]	21,00	23,50

Für das Modell Bohren und Sprengen mit einer jährlichen Gewinnungsleistung von 300.000 t/a erfolgt die Berechnung der Lade – und Transportleistung für verschiedene Lader–SKW-Kombinationen auf der Grundlage von 44 Strecken. In der Tabelle 5.8 sind die Lade- und Transportleistungen für zwei Strecken dargestellt (Anlage 7).

Durch die Berücksichtigung der Volumina (Massen) der jeweiligen Transportstrecke und der zum Laden und Transportieren benötigten Zeit, ist es möglich eine auf das Jahr bezogene durchschnittliche Lade- und Transportleistung (Förderleistung) zu ermitteln (Gleichung (5.8)).

$$\dot{m}_a = \frac{m_a}{t_{a,\text{SKW}}} = \frac{\sum m_{B,a}}{\sum t_{B,\text{SKW}}} \quad (5.8)$$

- \dot{m}_a : mittlere Förderleistung bezogen auf das Jahr [t/h]
- m_a : Gesteinsmasse, welche in einem Jahr gefördert wurde [t]
- $m_{B,a}$: Gesteinsmasse bezogen auf einen Block und das Jahr [t]
- $t_{a,SKW}$: Zeit des SKW zur Förderung der Masse m_a [h]
- $t_{B,SKW}$: Zeit des SKW zur Förderung der Masse eines Blockes $m_{B,a}$ [h]

Für Modelle BuS A-3 und B-3 wurde eine mittlere Förderleistung von 177 t/h zugrunde gelegt. Wird diese Leistung unterschritten, ist ein zusätzlicher SKW notwendig. Im Modell erfolgt dies für die Zeitspanne von 20 Jahren, mit dem Ziel, eine zeitlich gut ausgelastete und nach den Finanzmathematischen Durchschnittskosten vorteilhafte Lader-SKW-Kombination für weitere Betrachtungen auszuwählen.

Tabelle 5.8: Lade- und Transportleistung für 2 Strecken

TGN	LGN	FSN	AT	LZ	TZ	RFZ	WWZ	MEZ	UZ	UT/h (eff)	\dot{m}_B
				[min]	[min]	[min]	[min]	[min]	[min]	[1/h]	[t/h]
CAT769	CAT980	S00.00	5	5,1	1,11	0,29	0,3	1,2	8,00	5,60	212,94
CAT769	CAT980	S01.00	5	5,1	2,00	0,55	0,3	1,2	9,14	4,90	186,25

- TGN: Transportgerät-Name LGN: Ladegerät-Name FSN: Fahrstrecken-Name
- AT: Arbeitstakte LZ: Ladezeit TZ: Transportzeit
- RFZ: Rückfahrzeit WWZ: Wagenwechselzeit MEZ: Manövrier u. Entladezeit
- UZ: Umlaufzeit UT/h: Umlaufakte pro Stunde \dot{m}_B : eff. Förderleistung (Block)

Zunächst wurden vier Lader- und SKW-Kombinationen hinsichtlich der effektiven Förderleistung und den Finanzmathematischen Durchschnittskosten überprüft.

Da das Ladegerät nur eine geringe Auslastung erfährt, wurden die vier Lader- und SKW-Kombinationen sowohl mit als auch ohne Selbstbeladung untersucht.

Bei allen Varianten wird ab einem Zeitpunkt X ein zusätzliches Transportgerät benötigt. Damit kommt es sprunghaft zu einer erhöhten Transportleistung, welche sich auf den nachfolgenden Prozess Vorbrechen, bezüglich der Durchsatzleistung, auswirkt. Will man dann einen Transportprozess ohne größere Wartezeiten realisieren, muss der Vorbrecher stark überdimensioniert oder zusätzliche Einrichtungen, wie z. B. ein großer Vorbunker, geplant werden. Daher wurden neben den Varianten mit gleich großen SKW auch Varianten mit einem größeren und einem kleineren SKW untersucht.

Daraus wurde die Variante, welche zu jeder Zeit die Förderleistung erreicht und die geringsten Finanzmathematischen Durchschnittskosten besitzt, ausgewählt (Abschnitt 6.3.3).

Als kostengünstigste Variante stellte sich die Variante mit zwei verschiedenen SKW heraus. Bei dieser Variante wird das Ladegerät durch die SKW-Fahrer bedient (Selbstbeladung). Somit werden Personalkosten für das Ladegerät eingespart. Ab dem dritten Jahr wird die erforderliche Transportleistung von 177 t/h mit einem SKW nicht mehr erreicht (Abbildung 19, untere Linie). Ein zweiter SKW wird notwendig. Die Förderleistung, welche dann zwei SKW erreichen, wird durch die obere Linie dargestellt.

Neben dem ersten SKW mit einer Nutzlast von 39 t (24,2 m³) erwies sich als zweites Transportgerät ein kleinerer SKW mit ca. 28 t Nutzlast (17,7 m³) als geeignet. Somit wird diese Kombination für weitere Betrachtungen zur Umweltbilanzierung ausgewählt (Abschnitt 6.3.3).

Die Förderleistung variiert infolge des Abbaus auf mehreren Sohlen. Wird von einer oberen Sohle gefördert, ist die Lade- und Transportleistung eines SKW größer als bei der Förderung von einer tiefer liegenden Sohle. Der Wechsel zwischen den Sohlen ist in der Abbildung 19 gut zu erkennen.

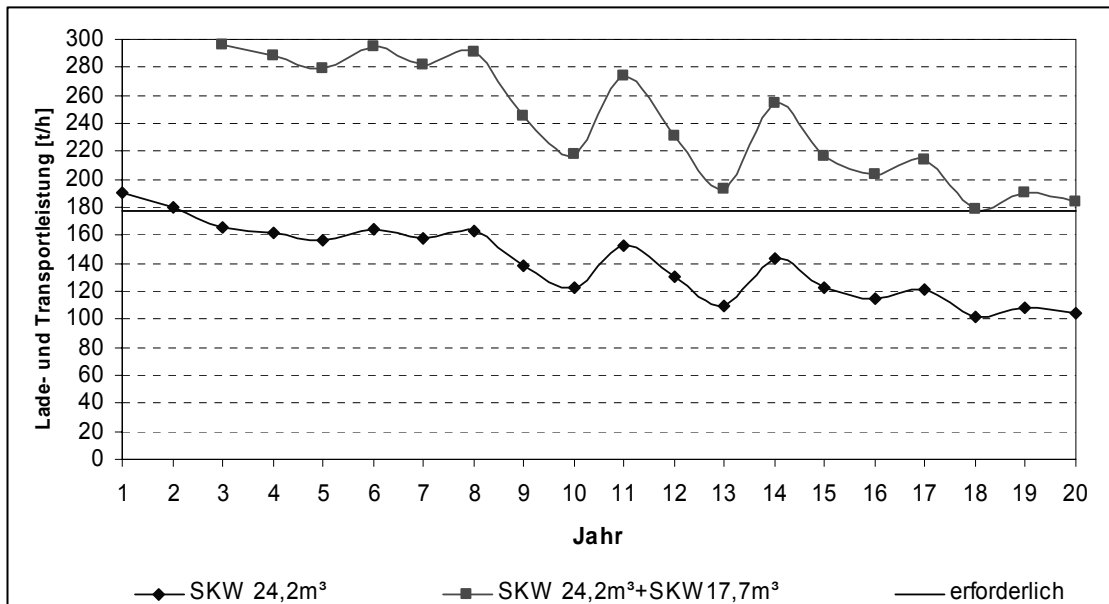


Abbildung 19: Lade- und Transportleistungen für BuS-3

Wie auch bei den anderen Lader-SKW-Kombinationen, wird auch hier zu Beginn des Einsatzes von zwei SKW kurzzeitig eine deutlich zu hohe Förderleistung erreicht, dies ist vor allen bei der Dimensionierung des nachfolgenden Prozesses zu berücksichtigen. Die jahresbezogenen Förderleistungen sind in der Anlage 7 tabellarisch dargestellt. Ein Anmieten bzw. Leasen von SKW dieser Größe ist aus wirtschaftlicher Sicht praktisch nicht möglich. Wenn in unmittelbarer Nähe in einem weiteren Tagebau der gleiche SKW zum Einsatz kommen kann, bestünde theoretisch die Möglichkeit des Leasings oder Mietens [103].

Modell BuS-9

Aus dem Modell BuS-9 wurden 55 Strecken entnommen und die dazugehörige Transportleistung für mehrere Lader-SKW-Kombinationen errechnet (Anlage 4.2). Nach Überprüfung der FMK von drei verschiedenen Lader-SKW-Kombinationen erwies sich die Kombination Radlader 988 mit einer 6,9 m³-Schaufel und SKW 773 mit einem Muldenvolumen 35,5 m³ (57 t) als geeignet. Die effektiven Förderleistungen dieser Lader-SKW-Kombination über 20 Jahre sind in der Abbildung 20 grafisch und in der Anlage 8 tabellarisch dargestellt. Wie in der Abbildung zu sehen ist, werden bereits im ersten Jahr zwei SKW benötigt. Ab dem dritten Jahr kommt ein weiterer SKW hinzu, damit die erforderliche Förderleistung von 531 t/h erreicht werden kann. Im 18. und 19. Jahr wird die erforderliche Transportleistung des Fördersystems mit drei SKW unterschritten. Dieses Leistungsdefizit gegen Ende der Betrachtungszeit soll durch ca. 400 Überstunden in den zwei Jahren ausgeglichen werden. Im Falle einer Selbstbeladung nimmt die Leistung derart ab, dass bereits ab dem Jahre sieben drei SKW nicht mehr ausreichen und ein weiterer SKW ist notwendig. Selbst wenn kein zusätzlicher (vierter) SKW eingesetzt und dieses Leistungsdefizit durch Überstunden

ausgeglichen wird, führt dies zu höheren Finanzmathematischen Durchschnittskosten. Eine Kombination mit einem größeren und kleineren Transportgerät bringt keine Vorteile sowohl bezüglich der Leistung als auch der Kosten.

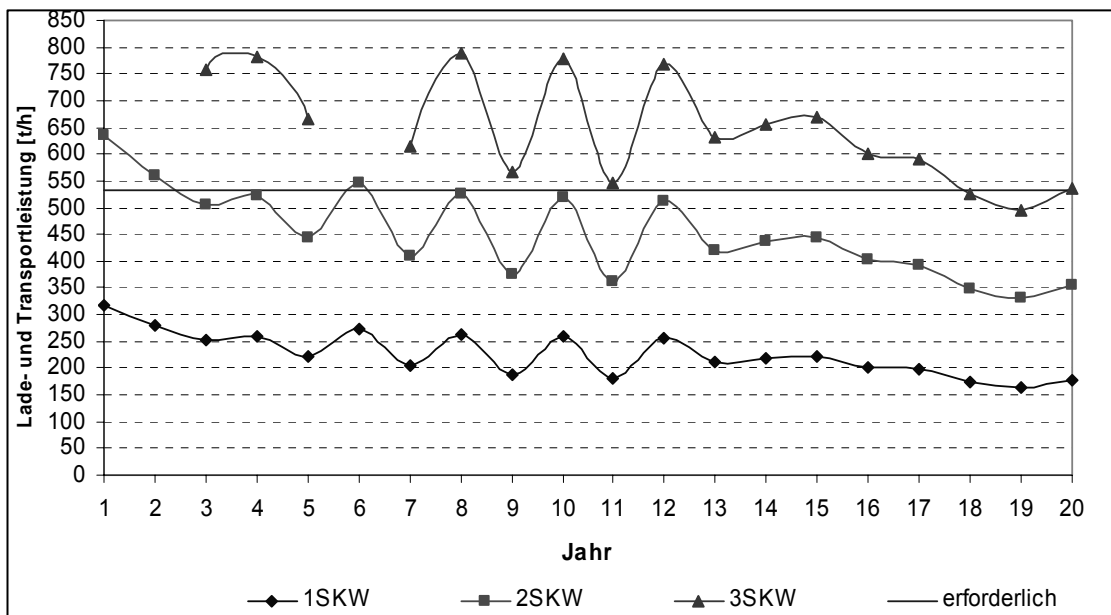


Abbildung 20: Lade- und Transportleistungen für BuS-9

5.1.4 Vorbrechen

Das Vorbrechen dient der Zerkleinerung von grobstückigem Haufwerk, um es für ein nachfolgendes Förderband transportfähig zu machen. Für diese erste Zerkleinerungsstufe finden im Wesentlichen folgende Brecher Anwendung:

- Backenbrecher
- Kegelschneckenbrecher
- Walzenbrecher
- Hammerbrecher
- Prallbrecher

Für die Auswahl eines geeigneten Brechers sind die in der Abbildung 21 dargestellten Kriterien zu berücksichtigen [53].

Verfahrenstechnische Kriterien		Abgeleitete Beurteilungsgrößen
Aufgabegröße	}	Zerkleinerungsgrad
Produktstückgröße		
Härte (Mahlwiderstand)	}	Verschleiß
Abrasivität (Quarzgehalt)		
Feuchtigkeit	}	Kleben, Schmieren, Verstopfen
Tongehalt		
Durchsatz	}	spez. Energiebedarf
Elektrischer Leistungsbedarf		

Abbildung 21: Auswahlkriterien für Brecher [53]

Typische technische Daten für Brecher der Grobzerkleinerung sind in der Tabelle 5.9 dargestellt. Daraus ist ersichtlich, dass der Backenbrecher, der Kegeltrecher und der Prallbrecher aufgrund der Feuchte des Materials nicht für die Zerkleinerung geeignet sind. Der Hammerbrecher zerkleinert mit sehr großem Feinkornanteil, was ebenfalls nicht erwünscht ist. Somit ist für die Zerkleinerung des Gesteins nur noch der Walzenbrecher anwendbar. Da für klebriges Material nur ein Zweiwalzenbrecher einsetzbar ist, soll dieser für weitere Untersuchungen Berücksichtigung finden. Gegenwärtig finden auch Untersuchungen zu sogenannten Fräswalzenbrechern statt [119]. Diese sind dem Zweiwalzenbrecher vom Aufbau her sehr ähnlich. Sie unterscheiden sich im Wesentlichen durch kleinere Walzen, welche mit Meißeln bestückt sind. Zudem ist die Drehzahl dieser Brecher geringer als die der Walzenbrecher.

Tabelle 5.9: Typische Kennwerte von Brechern für die Grobzerkleinerung [53, 64]

Brechertyp	Leistung [m³/h]	Aufgabe-/Endkorngröße [m] / [mm]	Zerkleinerungsgrad ε	Feuchte [%]	Verschleiß
1. Backenbrecher					
Doppelkniehebelbrecher	<1.100	<1,8 / <400	1:6 (9)	5-<8	gering
Einschwingerbrecher	<400	<1,5 / <280	1:6 (9)	5-<8	hoch
2. Kegeltrecher					
Steilkegeltrecher	<3.000	<2,3 / <250	1:6	5-<8	gering
3. Walzenbrecher					
	<3.000	<0,5 / <200	1:4 profil. Walzen	<35	gering
Doppelwalzenbrecher			1:12 1:7	<35	gering
4. Hammerbrecher					
Einwellenhammerbrecher	<500	<1,3 / <30	1:40	<6	hoch
Doppelwellenhammerbrecher	<2.000	<3,0 / <30	1:40	<12	hoch
5. Prallbrecher	<1.300	<1,6 / <30	1:40 (50)	<6	gering

Modelle BuS-3

In der Tabelle 5.10 sind neben den Gesteinseigenschaften die Brecher für die Modelltagebaue dargestellt. Bei einer jährlichen Gewinnungsleistung von 300.000 t/a kommt der Zweiwalzenbrecher mit der Bezeichnung ZWB 1612 zum Einsatz. Die Auswahl erfolgte in Abstimmung mit der Firma FAM [29].

Tabelle 5.10: Gesteinseigenschaften, Gewinnungsleistungen, Brecherauswahl

Gestein		Gestein A (Mergel, klüftiger Kalkstein)		Gestein B (Kalkstein, Dolomit)	
Trennflächengefüge		groß		klein	
Kluftkörpergröße	[m]	0,5x0,6x0,6		1x1,2x1,2	
Druckfestigkeit	[MPa]	20		100	
Größe des Aufgabegutes	[m]	0,6		1,2	
Größe des Produktes	[mm]	300		300	
SiO ₂	[%]	15		15	
Feuchte	[%]	12		12	
erf. Leistung (1,5-fach)	[t/h]	270	795	270	795
2-Walzen-Brecher-Name		1612	2022	1612	2022

Die erforderliche installierte elektrische Leistung lässt sich für weiche-mittelharte Gesteine durch den Leistungsbedarf von 0,5 kWh/t abschätzen [64, 118]. Für das Gestein B wurde ein spezifischer Leistungsbedarf von 0,7 kWh/t angenommen.

Mit der ausgewählten Lader-SKW-Kombination wird im Jahr 1 eine Transportleistung von 190 t/h und im Jahr 20 von 104 t/h erreicht (Abbildung 19). Ab dem Jahre 3 wird die notwendige Transportleistung mit einem SKW unterschritten und ein zweiter SKW ist notwendig. Ist der zweite SKW in Betrieb, hat der Brecher zeitweilig, z. B. 137 h/a (im Jahre 3) bis 1.646 h/a (im Jahre 18), die Leistungen von 2 SKW zu bewältigen.

Um einen Teil der Leistung auszugleichen, wird dem Brecher ein Bunker mit der Kapazität von ca. 36 m³ (1,5 x Muldenvolumen der SKW) vorgeschaltet und die Leistung des Brechers auf das 1,5-Fache der erforderlichen Gewinnungsleistung festgelegt. Somit beträgt die Durchsatzleistung des Brechers 270 t/h.

Demnach ist eine Antriebsleistung von 135 kW an den Walzen erforderlich, ausgewählt wurden 140 kW für das Gestein A. Für das Gestein B wurden 200 kW an den Walzen festgelegt. Des Weiteren werden ein Plattenband für die Zuführung des Haufwerkes zum Brecher und ein Rollenrost zur Vorabsiebung berücksichtigt. Hierfür ist zusätzlich eine elektrische Leistung von 77 kW notwendig.

Für den Brechereinsatz wird davon ausgegangen, dass die Betriebszeit des Brechers identisch mit der Betriebszeit des ersten SKW ist, dies bedeutet, während der Förderzeit der SKWs ist der Brecher in Betrieb.

Modelle BuS-9

Für den Brecher wurde analog zur Gewinnungsleistung 300.000 t/a ebenfalls ein Durchsatz ausgewählt, der ca. das 1,5-Fache der erforderlichen Nennleistung des Tagebaus beträgt. Dies entspricht der Lade- und Transportleistung, welche bei der Förderung von 3 SKW à 57 t Nutzlast entsteht (Abbildung 20). Demzufolge wurde für die Ermittlung der Antriebsleistung ein Durchsatz von 795 t/h zugrunde gelegt. Der Zweiwalzenbrecher hat somit eine Antriebsleistung von 400 kW für das Gestein A und von 560 kW für das Gestein B. Zusätzlich werden noch 136 kW für das Plattenband und

das Rollenrost benötigt. Die Vorbrecheranlage hat demnach insgesamt eine installierte elektrische Leistung von 536 kW für das Gestein A und von 696 kW für das Gestein B.

5.1.5 Zusammenfassung der Abbausysteme Bohren und Sprengen

Die Abbausysteme für das Bohren und Sprengen sind in den nachfolgenden Abschnitten dargestellt:

BuS A-3

Bohren: drehendes Bohren, mit einem Bohrdurchmesser von 80 mm
Sprengen: spezifischer Sprengstoffverbrauch von 0,2 kg/m³
mit elektrischen Zündern und Emulsionssprengstoff
Laden: Radlader mit einem Schaufelvolumen von 5 m³
Transport: ein SKW mit einem Muldenvolumen von 24,2 m³
Ab dem Jahr 3 kommt ein zweiter kleinerer SKW mit einem Muldenvolumen von 17,5 m³ zum Einsatz.
Vorbrechen: Zweiwalzenbrecher ZWB 1612 mit einer Antriebsleistung von 140 kW

BuS B-3

Bohren: drehschlagendes Bohren, mit einem Bohrdurchmesser von 90 mm
Sprengen: mit einem spezifischen Sprengstoffverbrauch von 0,35 kg/m³
mit elektrischen Zündern, und Emulsionssprengstoff
Laden: siehe BuS A-3
Transport: siehe BuS A-3
Vorbrechen: Zweiwalzenbrecher ZWB 1612 mit einer Antriebsleistung von 200 kW

BuS A-9

Bohren: siehe BuS A-3
Sprengen: siehe BuS A-3
Laden: Radlader mit einem Schaufelvolumen von 6,9 m³
Transport: drei SKW mit einem Muldenvolumen 35,5 m³, davon sind zwei von Beginn an in Betrieb und ein dritter ab dem Jahr 3
Vorbrechen: Zweiwalzenbrecher ZWB 2022 mit einer Antriebsleistung von 400 kW

BuS B-9

Bohren: siehe BuS B-3
Sprengen: siehe BuS B-3
Laden: siehe BuS A-9
Transport: siehe BuS A-9
Vorbrechen: Zweiwalzenbrecher ZWB 2022 mit einer Antriebsleistung von 560 kW

5.2 Schlagen (HYHA)

Für die Gewinnung mit dem Hydraulikhammer (HYHA) werden ebenfalls zwei Gesteinstypen und Tagebauleistungen berücksichtigt. Die Bezeichnung der Varianten ist im Folgenden dargestellt:

- HYHA A-3
- HYHA B-3
- HYHA A-9
- HYHA B-9

Werden Prozesse beschrieben oder Daten genannt, welche auf beide Gesteinstypen bezogen sind, so wird die Modellbezeichnung HYHA A-3 und HYHA B-3 durch HYHA-3 abgekürzt.

5.2.1 Allgemeine Arbeitsweise

Die Arbeitsweise der schlagenden Gewinnung lässt sich in die Arbeitsweise im Hochschnitt und die Arbeitsweise im Tiefschnitt einteilen, wobei die Arbeitsweise im Hochschnitt für zweckmäßiger eingeschätzt wird [17]. Beim Hochschnitt befindet sich die Löseeinheit (Bagger und Hydraulikhammer) direkt vor der Bruchwand auf der Arbeitsebene, auf die das gelöste Gestein herunterfällt. In Abhängigkeit von der vorhandenen Löseeinheit beträgt die Bruchwandhöhe beim Hochschnitt max. 13 m und ein Böschungswinkel von 90° kann ohne Weiteres hergestellt werden. Eine minimale Breite der Arbeitsebene von ca. 20 m ist möglich [142].

Die Arbeitsweise im Hochschnitt ist in der Abbildung 22 dargestellt. Der Hydraulikhammer bearbeitet die Böschung vom Böschungsfuß zur Böschungsschulter (A). Das hierbei gelöste Haufwerk fällt auf die Arbeitsebene. Um den oberen Teil der Böschung zu bearbeiten, fährt der Bagger auf das zuvor gelöste Haufwerk (B). Nachdem der durch die Löseeinheit erreichbare Teil der Böschung hereingewonnen ist, wird die Löseeinheit umgesetzt und die Ladearbeit durch ein separates Ladegerät beginnt. Der Austausch der Anbaugeräte Hydraulikhammer und Felslöffel wird aus Zeitgründen nicht als sinnvoll erachtet [17]. Gelingt die Weiterentwicklung von automatischen Schnellwechselsystemen, so stellt ein Wechsel sicherlich eine interessante Alternative dar [155].

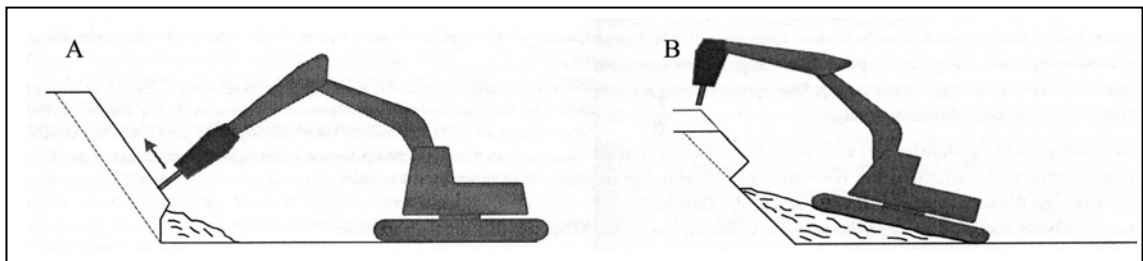


Abbildung 22: Arbeitsweise im Hochschnitt bei der schlagenden Gewinnung [17]

Als Ladegerät können sowohl Radlader als auch ein zweiter Hydraulikbagger eingesetzt werden. Diese laden das Material auf SKW. Die Verwendung eines mobilen Brechers mit nachgeschalteter Bandanlage ist ebenfalls möglich.

Hydraulikhämmer gibt es von verschiedenen Herstellern. Sie werden mit Dienstgewichten von 1 t bis 7 t angeboten. Die dafür geeigneten Hydraulikbagger haben ein

Gewicht von 30 t bis 120 t. In Abhängigkeit des Gesteins und der Größe des Hydraulikhammers sind Löseleistungen bis 300 t/h möglich (Abbildung 23).

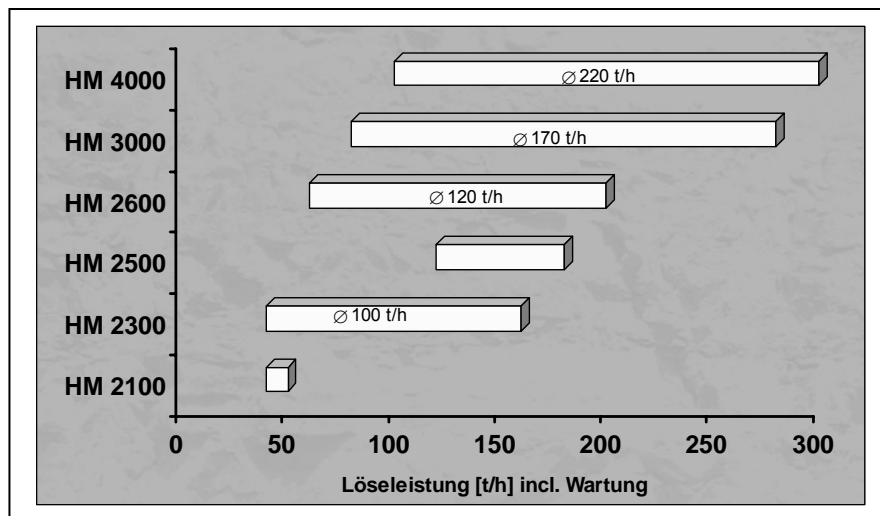


Abbildung 23: Überblick über die Löseleistung verschiedener Hämmer [17, 25]

Für die Modelle Schlagen mit Hydraulikhammer sollen im weiteren Verlauf nur die Abbausysteme mit den Prozessen

- Lösen durch Hydraulikhammer,
- Laden durch Radlader,
- Transportieren durch SLKW,
- Vorbrechen

untersucht werden.

5.2.2 Lösen mit Hydraulikhammer

Da natürliche Lagerstätten in Bezug auf die gesteins- und gebirgsmechanischen Eigenschaften sehr unterschiedlich sind, ist die Prognose der Gewinnungsleistung mit einem Hydraulikhammer nicht ohne Weiteres möglich. Will man eine sichere Leistungsprognose aufstellen, sind kostenintensive Tests notwendig. Für eine Vorprognose bietet die Firma Atlas Copco, die Abschätzung der Löseleistung aus einem Diagramm an (Anlage 9, [24]).

Modelle HYHA-3

Aus dem oben genannten Diagramm wurde für das Gestein A ein Hydraulikhammer mit einem Dienstgewicht von 7 t und einer Löseleistung von 178 t/h ausgewählt (Anlage 9). Die Löseeinheit ist damit ca. 1.685 h/a im Einsatz. Für das Gestein B wurde eine Löseleistung von 104 t/h mit dem gleichen Hydraulikhammer ermittelt, wodurch der Einsatz von zwei Geräten notwendig wird (Tabelle 5.11). Diese Leistungen beinhalten bereits eine Verfügbarkeit von 90% und eine effektive Arbeitszeit von 50 min pro Stunde (83%). Des Weiteren beziehen sich diese Leistungen auf die Nettoarbeitszeit des Hammereinsatzes, welche aus den Zeitanteilen 70% für Lösearbeiten und 30% für Umsetzzeiten besteht [145]. Für den ausgewählten Hammer wird ein Hydraulikbagger mit einem Gewicht von 70 t ausgewählt. Die wirtschaftliche Betriebszeit für den

Hydraulikhammer beträgt 7.000 h, für den Hydraulikbagger 15.000 h und für den Meißel 350 h [57, 145].

Modelle HYHA-9

Hydraulikhämmer mit einem Dienstgewicht größer als 7 t sind nicht auf dem Markt verfügbar. Daher ist eine höhere Löseleistung in den Modellen HYHA-9 nur durch den Einsatz von mehreren Löseeinheiten möglich. Unter der Berücksichtigung eines Einschicht-Betriebes und einer jährlichen Gewinnungsleistung von 900.000 t/a müssen diese Löseeinheiten eine Leistung von 531 t/h erreichen. Demnach sind für das Modell HYHA A-9 drei Löseeinheiten und für das Modell HYHA B-9 sechs Löseeinheiten notwendig. Die zeitliche Auslastung, Energie- und Meißelverbräuche sind in der Tabelle 5.11 dargestellt.

Tabelle 5.11: Zeitliche Auslastung, Energie- und Meißelverbräuche der Modelle HYHA

Modell HYHA	A-3	B-3	A-9	B-9
Anzahl der Löseeinheiten	1	2	3	6
Betriebszeit [h/a]	1.685	2.885	5.056	8.654
Diesel Löseeinheiten (67 l/h [34]) [l/a]	112.812	193.082	338.533	579.413
Meißel [Stück/a]	4,8	8,2	14,5	24,7

5.2.3 Laden mit Radlader

Die Löseeinheit (Bagger und Hydraulikhammer) arbeitet im Hochschnitt an einer 10 m hohen Böschung. Nachdem die Löseeinheit einen Teil der Böschung gelöst hat, wird sie umgesetzt und die Ladearbeit durch den Radlader beginnt bzw. kann fortgeführt werden. Im Vergleich zum Sprengen liegt deutlich weniger Haufwerk vor der Böschung. Dies beeinflusst die Ladearbeit, indem die Schaufel des Radladers nicht so einfach und schnell gefüllt wird, was zu einer Verlängerung der Basisarbeitstaktzeit führt. Demnach wird die Basisarbeitstaktzeit von 0,55 min auf 0,6 min geändert.

Nach der technisch-wirtschaftlichen Überprüfung von mehreren Lader-Transportgeräte-Kombinationen, wurden für den Prozess Laden die Ladegeräte aus der Tabelle 5.12 ausgewählt. Die Radlader - die gleichen wie beim Bohren und Sprengen - erreichen durch die Erhöhung der Basis-ATZ eine ca. 7% geringere effektive Ladeleistung. In der Tabelle 5.12 ist die Berechnung der Ladeleistung dargestellt.

Tabelle 5.12: Ladeleistung der Radlader bei erhöhter Basis-ATZ, Schaufelfüllung 95 %

Modell		HYHA-3	HYHA-9
Schaufelgröße (Nenninhalt nach SAE)	[m ³]	5,0	6,9
Radlader Basis-ATZ	[min]	0,6	0,6
Untergrund (fest, uneben wellig, gute Traktion)	[min]	0,05	0,05
Entladebedingungen (vorsichtiges Entladen der Schaufel)	[min]	0,10	0,10
ATZ (Summe)	[min]	0,75	0,75
AT/h (60 min)	[-]	80	80
Ladeleistung (60 min)	[t/h]	608,00	839,04
Effektive Ladeleistung (effektive Ladeleistung 83% und Verfügbarkeit 0,9)	[t/h]	454,18	626,76

In den Modellen HYHA-3 ist der Radlader nur über seine Beladezeit in Betrieb. Hierdurch benötigt er – bei einem Dieserverbrauch von ca. 38 l/h – ca. 27.445 l/a Diesel. In den Modellen HYHA-9 ist der Radlader während der gesamten Schicht im Einsatz. Dabei wurde dem Radlader für seine Beladezeit der Dieserverbrauch von ca. 62 l/h und für den Rest der Schicht von ca. 35 l/h zugeordnet [36]. Demnach beträgt der Dieserverbrauch ca. 97.788 l/a.

5.2.4 Transport

HYHA-3

Die Rampen verlaufen entlang der Böschung. Bei einer 10 m hohen Gewinnungsböschung entstehen 6 Arbeitsebenen (Sohlen). Die minimale Breite einer Arbeitsebene beträgt 20 m. Vier verschiedene Abbaustände sind in der Abbildung 24 dargestellt. Im ersten Jahr wird hauptsächlich auf der 1. Sohle gewonnen. Gegen Ende des ersten Jahres wird die Rampe zur 2. Sohle erstellt. Zum 5. Jahr sind bereits 3 Sohlen in Verhieb. Die Abbautiefe beträgt 30 m. Im 10. Jahr sind 5 Sohlen mit einer Gesamtabbautiefe von 50 m erschlossen. Im Modell BuS-3 wurden zur selben Zeit nur 45 m erreicht. Im 15. Jahr wird die 6. Sohle aufgeschlossen und im 19. Jahr wird nur noch von der 6. Sohle gefördert. In der Anlage 10 ist die Gesamtdarstellung der Abbaustände von Jahr 1 bis Jahr 20 zu finden.

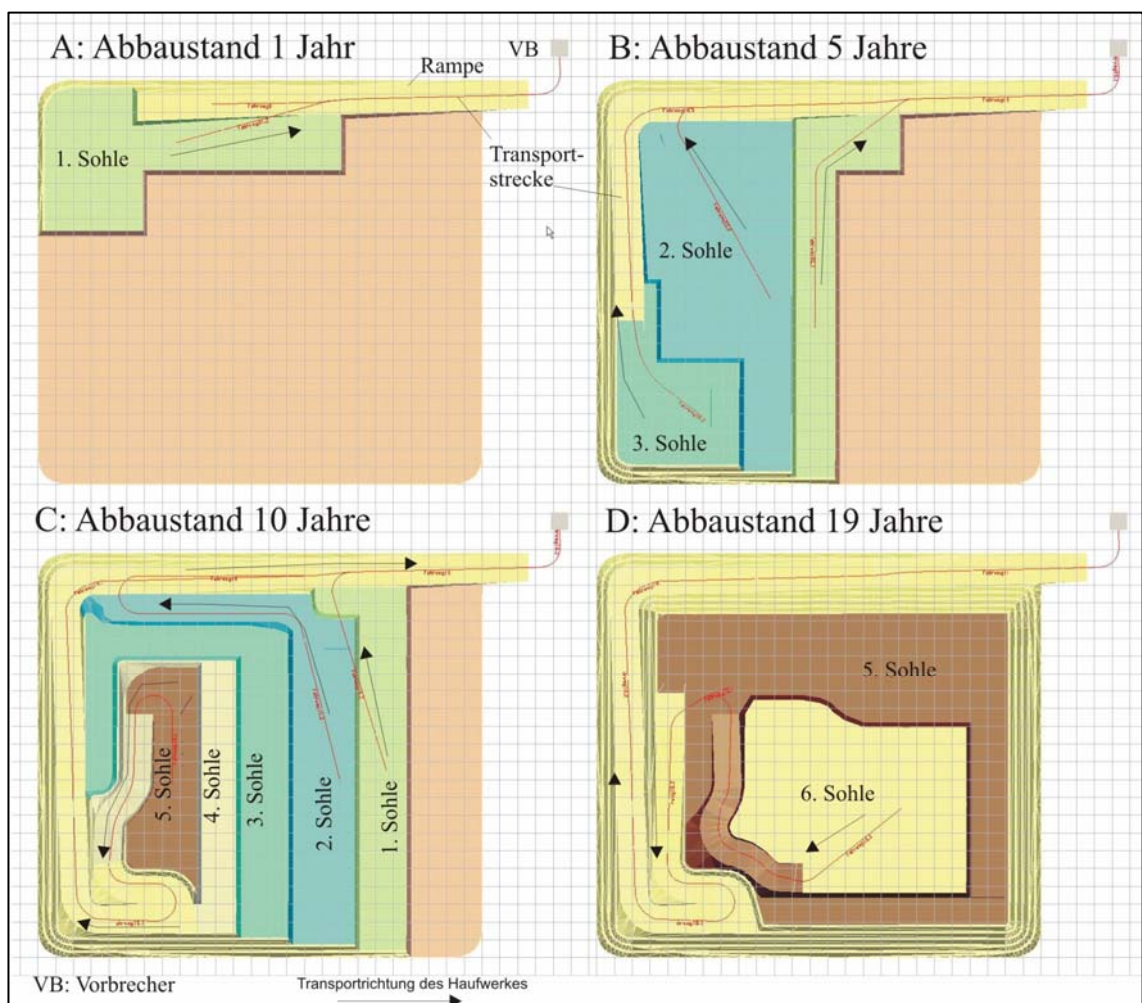


Abbildung 24: Verschiedene Abbaustände im Modell HYHA-3

Insgesamt wurden für die Abbauezeit von 20 Jahren 55 Transportstrecken als Grundlage für die Berechnung von mittleren Lade- und Transportleistungen festgelegt (Anlage 12.1). Die mittleren Förderleistungen berücksichtigen die Summe der effektiven Förderzeiten eines Jahres und die dazugehörigen Massen (Abschnitt 5.1.3).

Aufgrund der Berechnung der FMK wird die Kombination mit zwei unterschiedlichen SKW (17,5 und 24 m³) in den nachfolgenden Berechnungen zur Umweltbeeinflussung weiterverfolgt. In diesem Fall kommt ab dem zweiten Jahr ein zusätzlicher, aber kleinerer SKW zum Einsatz. Die Förderleistung dieser 2 SKW beträgt im Jahr zwei ca. 300 t/h und im Jahre 20 ca. 179 t/h. In der Abbildung 25 ist deutlich zu sehen, dass die Förderleistungen zwischen den Jahren 9 und 16 stark schwanken, dies ist auf die Abbauführung zurückzuführen. Die obere Arbeitsebene wird nur erweitert, dass ein Abbau der tiefer liegenden stattfinden kann. In diesem Fall findet die Förderung verstärkt auf den oberen Arbeitsebenen statt, was eine hohe Förderleistung zur Folge hat. Wird der Abbau dann weiter in die Tiefe geführt, nimmt die Förderleistung ab. Nach dem Erreichen der minimalen Breite der tiefen Arbeitsebenen werden der Abbau und auch die Förderung wieder auf die oberen Arbeitsebenen konzentriert. Somit steigt die Förderleistung wieder an. Die jahresbezogenen Lade- und Transportleistungen und auch die der einzelnen Transportstrecken sind in der Anlage 13 tabellarisch dargestellt.

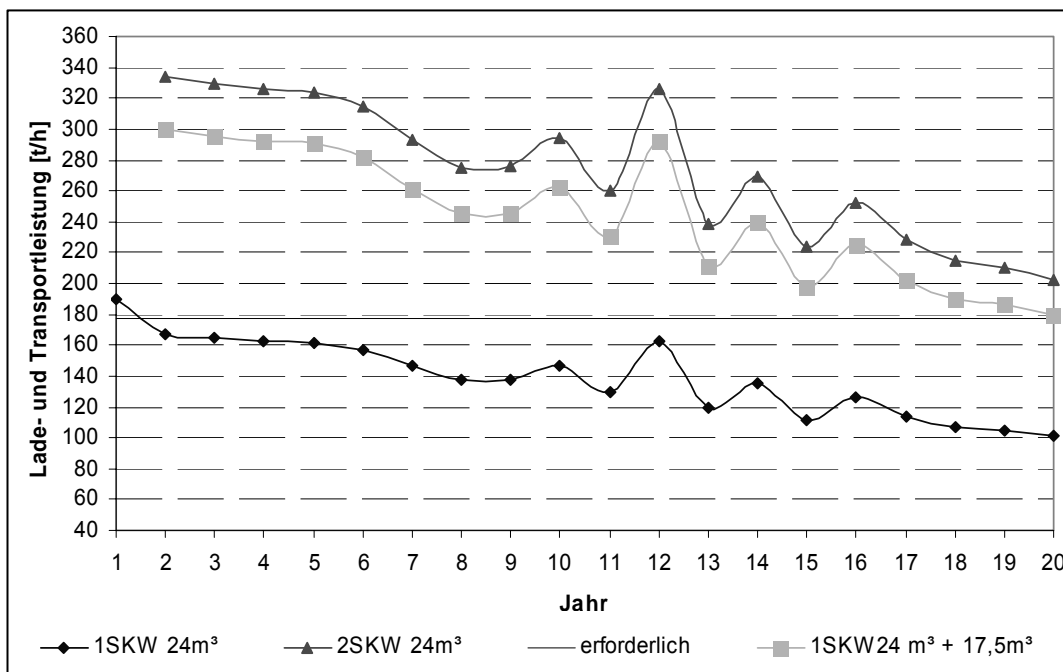


Abbildung 25: Lade- und Transportleistung für HYHA-3

HYHA-9

Aus dem Modell HYHA-9 wurden 62 Strecken entnommen und die dazugehörigen Förderleistungen errechnet. Die Strecken mit den Volumina sind in der Anlage 12 und die Förderleistungen in der Anlage 14 tabellarisch dargestellt. Nach einem wirtschaftlichen Vergleich von drei verschiedenen Lader-SKW-Kombinationen waren auch im Modell HYHA-9 die FMK bei der Kombination Radlader 988 mit einer 6,9 m³-Schaufel und SKW 773 mit einem Muldenvolumen von 35,5 m³ (57 t) niedriger als bei den anderen Kombinationen. Die effektiven Förderleistungen dieser Lader-SKW-Kombination über 20 Jahre sind in der Abbildung 26 dargestellt. Wie in der Abbildung

zu sehen ist, werden bereits im ersten Jahr zwei SKW benötigt. Damit die erforderliche Förderleistung von 531 t/h auch im 4. Jahr erreicht werden kann, kommt ein weiterer SKW hinzu. In den letzten drei Jahren wird die erforderliche Transportleistung des Fördersystems mit drei SKW unterschritten. Dieses Leistungsdefizit gegen Ende der Betrachtungszeit soll durch ca. 845 Überstunden in den drei Jahren ausgeglichen werden. Eine Selbstbeladung wird ausgeschlossen. Eine Kombination mit einem größeren oder kleineren Ladegerät bringt keine Vorteile sowohl bezüglich der Leistung als auch der Kosten. Die Abbildungen der Abbaustände befinden sich in der Anlage 11. Vorweg sei bereits angemerkt, dass diese Kombination weiter untersucht wird, obwohl es dafür aus wirtschaftlicher Sicht keinen Grund mehr gibt. Denn der Grenzpreis für das Lösen ist bereits deutlich höher als der des gesamten Abbausystems im Modell BuS A-9.

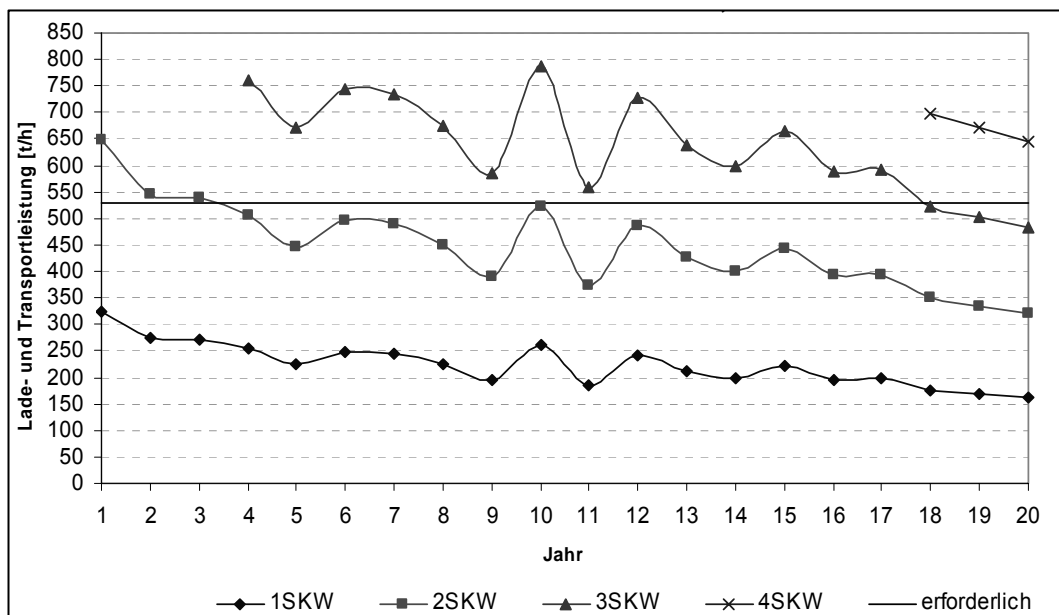


Abbildung 26: Lade- und Transportleistungen für HYHA-9

5.2.5 Vorberechen

Modelle HYHA-3

Für die praktische Anwendung ist sicherlich eine Reduzierung der elektrischen Leistung bzw. ein völliges Weglassen des Vorbrechers von Interesse. Jedoch lässt die Datenlage nur eine ungenügende Schätzung solcher Betrachtungen zu, deshalb wird das Abbausystem mit Vorbrecher untersucht. Die Betrachtung ohne Vorbrecher kann bei Bedarf abgeschätzt werden.

Der Betrachtungsfall Vorbrecher setzt die Annahme voraus, dass der Hydraulikhammer mit der prognostizierten Leistung ein ladefähiges Haufwerk erzeugt, welches mit dem Haufwerk nach einer Sprengung vergleichbar ist. Dieser Betrachtungsfall macht den Einsatz eines dem Bohren und Sprengen ähnlichen Brechers erforderlich. Die Vorbrecheranlage besteht aus einem 35m³-Bunker, einem Plattenband und einem Rollenrost. Hierfür werden die gleichen Leistungen berücksichtigt, wie beim Abbausystem Bohren und Sprengen. Für die Antriebsleistung an den Walzen wurde beim Bohren und Sprengen ein Durchsatz am Brecher von 270 t/h veranschlagt. Das gewählte Abbausystem beim Schlagen hat über die 20 Jahre eine 3% geringere Förderleistung. Demzufolge wird auch hier von einem 3% geringeren Durchsatz

ausgegangen. Demnach beträgt die erforderliche Antriebsleistung an den Walzen 131 kW für das Gestein A, ausgewählt werden 134 kW (2 à 67 kW). Somit beträgt die installierte elektrische Leistung an der Vorbrecheranlage 211 kW.

Für das Gestein B werden 190 kW an den Walzen festgelegt. Die gesamte installierte elektrische Antriebsleistung beträgt demnach 267 kW für das Gestein B.

Modelle HYHA-9

Der Mittelwert der Förderleistung hat sich in den Modellen HYHA-9 gegenüber den Modellen BuS-9 nicht geändert. Für die Vorbrecher der Modelle HYHA-9 treffen daher die gleichen Annahmen zu, wie bei den Modellen BuS-9.

Für die Ermittlung der Antriebsleistung wurde ein Durchsatz von 795 t/h zugrunde gelegt. Der Zweiwalzenbrecher hat somit eine Antriebsleistung von 400 kW für das Gestein A und von 560 kW für das Gestein B. Zusätzlich werden noch 136 kW für das Plattenband und das Rollenrost benötigt (Abschnitt 5.1.4, Modelle BuS-9).

5.2.6 Zusammenfassung der Abbausysteme Schlagen

Die Abbausysteme für das Lösen mit dem Hydraulikhammer (Schlagen) sind in den nachfolgenden Abschnitten dargestellt:

HYHA A-3

Lösen: ein Hydraulikhammer der Gewichtsklasse 7 t, Löseleistung 178 t/h
Laden: Radlader mit einem Schaufelvolumen von 5 m³
Transport: ein SKW mit einem Muldenvolumen von 24,2 m³
Ab dem Jahr 2 kommt ein zweiter kleinerer SKW mit einem Muldenvolumen von 17,5 m³ zum Einsatz.
Vorbrechen: Zweiwalzenbrecher ZWB 1612 mit einer Antriebsleistung von 134 kW

HYHA B-3

Lösen: zwei Hydraulikhämmer der Gewichtsklasse 7 t, Löseleistung 104 t/h
Laden: siehe HYHA A-3
Transport: siehe HYHA A-3
Vorbrechen: Zweiwalzenbrecher ZWB 1612 mit einer Antriebsleistung von 190 kW

HYHA A-9

Lösen: drei Hydraulikhämmer der Gewichtsklasse 7 t, Löseleistung 178 t/h
Laden: Radlader mit einem Schaufelvolumen von 6,9 m³
Transport: drei SKW mit einem Muldenvolumen 35,5 m³, davon sind zwei von Beginn an in Betrieb und ein dritter ab dem Jahr 4.
Vorbrechen: Zweiwalzenbrecher ZWB 2022 mit einer Antriebsleistung von 400 kW

HYHA B-9

Lösen: sechs Hydraulikhämmer der Gewichtsklasse 7 t, Löseleistung 104 t/h
Laden: siehe HYHA A-9
Transport: siehe HYHA A-9
Vorbrechen: Zweiwalzenbrecher ZWB 2022 mit einer Antriebsleistung von 560 kW

6 Ökonomische Bewertung der Abbaufverfahren

Die ökonomische Bewertung der Modelle erfolgt nach der Methode der Finanzmathematischen Durchschnittskosten (FMK) [132]. Die FMK-Methode ist ein dynamisches Investitionsrechenverfahren und bietet sich an, da hierbei im Gegensatz zu statischen Verfahren Unterschiede in den Aufwandsströmen berücksichtigt werden. Diese Unterschiede müssen bei einer Betrachtung über mehrere Jahre in der Investitionsrechnung Anwendung finden und betreffen vor allem die Zeitpunkte von Investitionen.

Die FMK aus Kapitel 6 bilden die Grundlage für das Kapitel 8, Abschnitt 8.1 Ökonomischer Vergleich.

6.1 Bestimmung der Einflussgrößen

Durch die ökonomische Bewertung der technologischen Varianten werden die Auswirkungen der technisch-technologischen Einflussgrößen, wie z. B. Gesteinseigenschaften, Löseleistung, Ladeleistung und Transportleistung, auf die Produktionsfaktoren definiert. Die Produktionsfaktoren sind die Betriebsmittel (Kapital und Maschinen), Rohstoffe, Arbeit und Energie. Die Auswirkungen spiegeln sich in den kostenwirksamen Auszahlungen wider.

Bei den dynamischen Investitionsrechenmethoden führen folgende Kostenarten zu Auszahlungen:

- Personalkosten
- Reparatur- und Instandhaltungskosten
- Materialkosten
- Energiekosten

Weitere Einflussgrößen sind Investitionen. Bei statischen Investitionsrechenverfahren werden diese Investitionen durch die kalkulatorischen Abschreibungen und Zinsen und bei dynamischen Verfahren durch die Anschaffungsauszahlungen berücksichtigt.

Eine weitere wichtige Einflussgröße ist der Kalkulationszinssatz, dieser liegt im Allgemeinen zwischen 8 und 12% [37].

Die aufgeführten Einflussgrößen werden im folgenden Abschnitt näher beschrieben.

6.2 Berechnungsgrößen

Das Zahlungsstrommodell der Finanzmathematischen Durchschnittskosten ist ein Sonderfall der Kapitalwertmethode, bei dem sowohl die periodischen Auszahlungsbeträge als auch die Nutzen stiftenden Ergebnisse, z. B. das geförderte Bergbauprodukt, intertemporal berücksichtigt werden. Die inhaltliche und mathematische Ableitung dieser Finanzmathematischen Durchschnittskosten erfolgt bei einem Kapitalwert von Null und damit einem ökonomischen Wirkungsgrad gleich 1. Man erhält dadurch einen Grenzpreis, der als Durchschnittspreis über die Projektdauer der Investitionen erzielt werden muss, damit das Produkt unter Berücksichtigung der Zinsen noch rentabel ist. Die FMK werden gebildet aus dem Summenbarwert der

Aufwandsreihe geteilt durch den Summenbarwert des Fördermengenzeitprofils (Gleichung (6.1)) [129-132].¹

Vorstellbar ist der Barwert für ein zukünftiges Jahr als der abgezinste Geldbetrag, der heute denselben Wert ergibt, wie die zukünftigen Ausgaben der untersuchten Maßnahme bzw. Alternative. Die günstigste Alternative besitzt die niedrigsten FMK.

$$\text{FMK} = k_f = \frac{\sum_{i=0}^n A_i \cdot q^{-i}}{\sum_{i=0}^n M_i \cdot q^{-i}} \quad [\text{€} / \text{t}] \quad (6.1)$$

A_i : Auszahlungen der Periode i [€]
 M_i : Absatzmenge der Periode i [t]
 q^{-i} : Abzinsungsfaktor für die Periode i [-]
 k_f : spezifische Kosten (Grenzpreis) = FMK [€/t]

Der Abzinsungsfaktor (Kalkulationszinssatz) beträgt in dieser Arbeit 8%. Die Absatzmengen betragen 300.000 t/a und 900.000 t/a (Kap. 5). Die Auszahlungen, welche am Ende einer Periode getätigt werden, berücksichtigen die in der jeweiligen Periode anfallenden Betriebskosten und Investitionen der eingesetzten Maschinen.

Demnach werden für die Auszahlungen folgende Kosten und zugrunde gelegt:

$$k_L = m \cdot k_{LST} \cdot h_j \quad [\text{€} / \text{a}] \quad (6.2)$$

k_L : Lohn- und Lohnnebenkosten
 m : Anzahl der zugeordneten Arbeitskräfte [-]
 k_{LST} : Lohn- und Lohnnebenkosten pro Arbeitskraft [€/h]
 h_j : Betriebszeit im Jahr [h]

Die Lohn- und Lohnnebenkosten betragen 25 €/h.

Der Energieverbrauch für Maschinen mit Dieselmotor wird unter Berücksichtigung der Einsatzbedingungen leicht, mittel und schwer aus der Literatur als spezifischer Wert [l/h] entnommen [36, 75]. Der Preis für Diesel wird mit 1 €/l zugrunde gelegt [33]. Somit lassen sich die Energiekosten k_E für Dieselmotoren aus folgender Gleichung berechnen:

$$k_E = p_E \cdot v_E \cdot h_j \quad [\text{€} / \text{a}] \quad (6.3)$$

p_E : Kraftstoffpreis [€/l]
 v_E : spez. Energieverbrauch [l/h]

Für elektrisch betriebene Maschinen werden die Energiekosten k_E auf Grundlage der Gleichung (6.4) bestimmt. Der Energiepreis beträgt 0,1 €/kWh [161]. Als Energieverbrauchs faktor wird 0,75 angenommen [90].

¹ Die Ableitung erfolgt aus dem Verhältnis der Summenbarbeträge von Auszahlungen zu Einzahlungen, dabei werden die Einzahlungen als Produkt des diskontierten Summenbetrages der Mengen und einem konstanten Grenzpreis berücksichtigt. Vgl. Slaby und Wilke [132], S. 46 ff.

$$k_E = L \cdot p_E \cdot f_E \cdot h_j \quad [€/a] \quad (6.4)$$

L: installierte Leistung [KW]
 p_E: Strompreis [€/KWh]
 f_E: Energieverbrauchsfaktor (f_E = 0,6-0,9 [57]) [-]

Die Betriebsstoffkosten k_{BS} werden nach der Gleichung (6.5) errechnet. Für das Bohrgerät wird hierbei ein Betriebsstoffkostenfaktor f_{BS} von 0,2, für den Hydraulikbagger von 0,15, für den Radlader von 0,09 und für SKW von 0,23 gemäß den Einsatzbedingungen angenommen [57]. Für den Vorbrecher beträgt der f_{BS} 0,08 [90].

$$k_{BS} = k_E \cdot f_{BS} \quad [€/a] \quad (6.5)$$

f_{BS}: Betriebsstoffkostenfaktor (f_{BS} = 0,08-0,35) [-]

Die Reifenkosten k_R werden mithilfe der Gleichung (6.6) errechnet. Als Reifenreparaturfaktor wurde ein Faktor von 1,2 gewählt [57].

$$k_R = \frac{m_R \cdot A_R}{h_R} \cdot f_R \cdot h_j \quad [€/a] \quad (6.6)$$

m_R: Anzahl der Reifen [-]
 A_R: Reifenkosten [€]
 h_R: Reifenlebensdauer [h]
 f_R: Reifenreparaturkostenfaktor (f_R=1,10-1,25) [-]

Die Kosten für den Meißel des Hydraulikhammers sind in der Gleichung (6.7) beschrieben [145].

$$k_M = \frac{A_M}{h_M} \cdot h_j \quad [€/a] \quad (6.7)$$

A_M: Anschaffungskosten des Meißels [€]
 h_M: Betriebszeit des Meißels [h]
 h_j: Betriebszeit der Maschine (Hydraulikbagger) im Jahr [h]

Die Berechnung der Reparatur- und Instandhaltungskosten k_{IR} erfolgt nach Gleichung (6.8). Als Instandhaltungs- und Reparaturkostenfaktor f_{IR} werden die Faktoren 1,2 für das Bohrgerät, 0,85 für den Hydraulikbagger, 1,0 für den Hydraulikhammer, 1,0 für den Radlader, 0,85 für den SKW und 0,01 für den Vorbrecher berücksichtigt [57, 90].

$$k_{IR} = k_A \cdot f_{IR} \quad [€/a] \quad (6.8)$$

f_{IR}: Instandhaltungs- und Reparaturkostenfaktor (f_{IR} = 0,5 – 1,2) [-]

Nur für die Berechnung der Reparatur- und Instandhaltungskosten werden die Kosten für die Abschreibung nach der Gleichung (6.9) ermittelt.

$$k_A = \frac{A + A_N}{h_{\text{ges}}} \cdot h_j \quad [\text{€}/\text{a}] \quad (6.9)$$

A: Anschaffungskosten (Grundgerät abz. Reifen) [€]
 A_N: Anschaffungsnebenausgaben [€]
 h_j: geschätzte Arbeitszeit (Betriebsstd. pro Jahr) [h/a]
 h_{ges}: Lebensdauer (Gesamtnutzungsstunden) [h]

Weitere zahlungswirksame Kosten werden unter den sonstigen Kosten k_{So} zusammengefasst:

$$k_{\text{So}} = \sum_{j=1}^n k_{\text{Soj}} \quad [\text{€}/\text{a}] \quad (6.10)$$

k_{Soj}: Sonstige Kostenstelle z. B.:
 - Rückkosten bei Bandanlagen [€/a]
 - Trassenbaukosten
 - Hilfsgeräte

Die Betriebskosten k_B eines Gerätes ergeben sich aus:

$$k_B = k_L + k_E + k_{\text{BS}} + k_{\text{IR}} + k_{\text{So}} \quad [\text{€}/\text{a}] \quad (6.11)$$

6.3 Kosten für die Modelle BuS-3

6.3.1 Kosten für das Bohren

Für die Modelle Bohren und Sprengen, A-3 und B-3, wurden die Kosten für das Abbausystem unter Berücksichtigung der Prozesse Bohren, Sprengen, Laden, Transportieren und Vorbrechen errechnet.

Die Annahmen für das Bohrgerät sind im Abschnitt 5.1.1 beschrieben. Die als Auszahlung wirksam werdenden Kostenarten und die FMK sind in der Tabelle 6.1 dargestellt.

Tabelle 6.1: Kosten der Bohrgeräte, BuS-3

Modell	BuS A-3	BuS B-3
Bohrgerät Name	HBM60	ROCF6
Investition [€]	280.000	380.000
Bohrkrone Kosten [€/a]	1.198	1.627
Rep.-Instandhaltung Bohrgerät [€/a] (f _{IR} =1,2) [57]	16.800	22.800
Energiekosten [€/a]	7.677	16.517
Betriebsstoffkosten [€/a] (f _{BS} =0,2)	1.535	3.303
Lohnkosten Bohrgerät [€/a]	6.618	12.363
Betriebskosten [€/a]	33.827	56.611
spez. Kosten Bohren (FMK) [€/t]	0,21	0,32

Für die Lebensdauer von Bohrgeräten werden 8 bis 10 Jahre angesetzt. In dieser Zeit erreichen sie ca. 39.000 bis 49.000 Betriebsstunden [57]. Die Bohrgeräte in den Modellen BuS-3 erreichen bei einer Betrachtung von 20 Jahren ca. 5.300 bzw. 9.900 Betriebsstunden. Daher erfolgt bei jedem Modell nur eine Investition für ein Bohrgerät. Die Betriebskosten beim Bohren im Modell A-3 betragen ca. 34.000 €/a und im Modell B-3 sind sie ca. 67 % höher. Die spezifischen Kosten (FMK) für das Bohren unterscheiden sich um ca. 50% (Tabelle 6.1 u. Anlage 15).

6.3.2 Kosten für das Sprengen

Aus der Festlegung der Sprenggeometrie und dem Aufbau der Ladesäule wird der Sprengstoffbedarf für jedes Jahr ermittelt (Abschnitt 5.1.1). Dieser führt zu den auszahlungswirksamen Kosten der Tabelle 6.2 u. Anlage 15. Die Preise für Sprengstoffe und Zünder wurden aus der Preisliste 2004, von der Firma Orica Germany GmbH entnommen [105]. Im Modell BuS A-3 betragen die Gesamtkosten für das Sprengen ca. 60.600 €/a. Für das Lösen des Gesteins B sind ca. 71% mehr Sprengstoff notwendig und die Gesamtkosten betragen ca. 99.500 € (64% höher). Die FMK nehmen wie auch beim Bohren um ca. 50% zu.

Tabelle 6.2: Kosten beim Sprengen, BuS-3

Modell	BuS A-3	BuS B-3
Kosten Emulsion [€/a]	46.882	80.723
Kosten Sprengschnur [€/a]	4.025	5.472
Kosten Patronen [€/a]	3.979	5.471
Kosten Zünder [€/a]	3.609	4.962
Lohnkosten [€/a]	2.120	2.915
Gesamtkosten Sprengen [€/a]	60.614	99.543
FMK [€/t]	0,20	0,33

6.3.3 Kosten für das Laden und Transportieren

Aufgrund einer einheitlichen Preisbasis wurden die Anschaffungskosten als mittlerer Neuwert, bezogen auf das Jahr 2005, aus der BGL 2001 entnommen. Für das Jahr 2005 wurde ein mittlerer Erzeugerpreisindex von 104,4 % für Baumaschinen angesetzt [89]. Demnach betragen die Anschaffungskosten für den Radlader ca. 353.200 €, für den SKW CAT 769 ca. 451.500 € und für den SKW HD-225 ca. 313.200 €. Die wirtschaftliche Nutzungsdauer wird für den Radlader mit 10.000 h und für den SKW mit 15.000 h veranschlagt [57]. Die Energieverbräuche wurden aus dem Caterpillar Performance Handbook übernommen [36].

Die Zahlungsströme von sechs möglichen Varianten sind in der Anlage 16 dargestellt. Daraus zeigt die Abbildung 27 das Ergebnis der FMK. In dieser Abbildung ist zu erkennen, dass drei Lader-Transportgeräte-Kombinationen die gleichen FMK von 1,39 € besitzen, davon erreichen jedoch die Kombinationen CAT 980 – HD 225-5 und CAT 972 – HD 225-5 gegen Ende der Tagebaulaufzeit die erforderliche Lade- und Transportleistung unter den gegebenen zeitlichen Rahmenbedingungen nicht (Abschnitt 5.1.2). Für weitere Untersuchungen wurde die Variante mit dem Ladegerät CAT 980 (5-m³-Schaufel), erster SKW CAT 769 (24,2-m³-Mulde) und zweiter SKW HD 225 (17,7-m³-Mulde) ausgewählt. Die Betriebskosten (k_b) und die Barwerte (BW) dieser Variante sind in der Abbildung 28 dargestellt. Bei der ausgewählten Variante werden während der Zeit von 20 Jahren 2 Ladegeräte und 4 SKW eingesetzt. Jede Neuinvestition ist in der Abbildung 28 durch einen Peak in den Barwertkurven sichtbar.

Am Ende der Betrachtungszeit werden der ein Radlader und der SKW verkauft. Während die Betriebskosten für das Laden mit 56.400 €/a konstant sind, schwanken Betriebskosten für das Transportieren zwischen 150.000 und 330.000 €/a (Anlage 17).

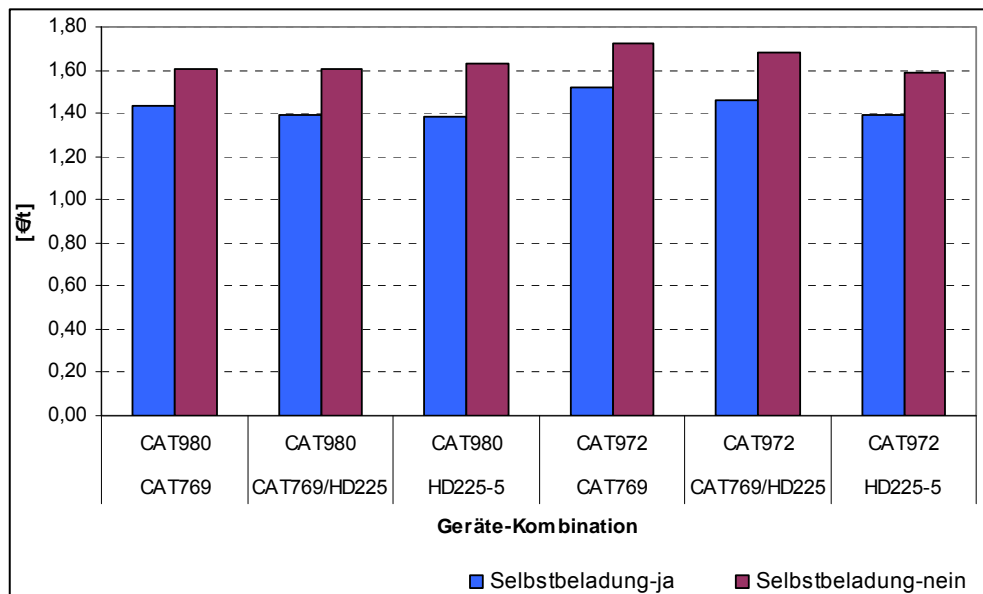


Abbildung 27: FMK verschiedener Lader-SKW-Kombinationen, BuS-3

Die FMK von 1,39 €/t für das Laden und Transportieren verteilen sich zu 25% auf das Laden und zu 75% auf den Transport. Für beide Modelle BuS-3 sind die FMK für das Laden und Transportieren gleich hoch.

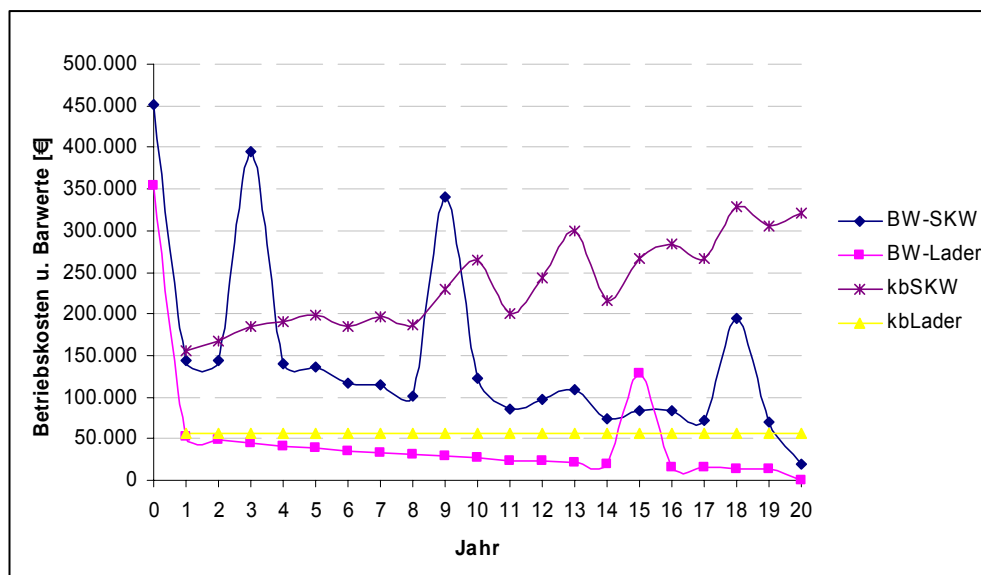


Abbildung 28: Betriebskosten und Barwerte für das Laden und Transportieren, BuS-3

6.3.4 Kosten für das Vorbrechen

Für den Brecher wurde ein Durchsatz von 270 t/h festgelegt (Abschnitt 5.1.4). Die wirtschaftliche Nutzungsdauer des Brechers beträgt 35.000 h [90]. Da diese Zeit nicht erreicht wird, werden 20 Jahre zugrunde gelegt. Dem Brecher wurde eine Arbeitskraft

zugeordnet. Die Investitionen für den Brecher beinhalten die Geräte bzw. Maschinenteile: Bunker (Aufgabetrichter), Plattenband, Rollenrost und Zweiwalzenbrecher.

In der Tabelle 6.3 sind weitere Rahmendaten für die Berechnung der FMK für den Prozess Vorbrechen der Gesteine A und B dargestellt. Die jährlichen Betriebskosten sind ab dem Jahr drei konstant. In den ersten Jahren sind sie 4% und 1% geringer. Die Zahlungsströme sind in der Anlage 18 zu sehen. In der Tabelle 6.3 wird ein Anstieg der FMK von ca. 10% deutlich.

Tabelle 6.3: Basisdaten zur Berechnung der Kosten für das Brechen, BuS-3

Modell	BuS A-3	BuS B-3
Brecher Name	ZWB1612-A	ZWB1612-B
Durchsatz [t/h]	270	270
elektrische Leistung [kW]	217	277
Investition [€]	794.400	868.400
Betriebskosten (ab 3. Jahr) [€/a]	149.925	135.763
FMK [€/t]	0,72	0,79

6.3.5 Zusammenfassung der Kosten für die Modelle BuS-3

Für die Abbausysteme zur Gewinnung der Gesteine A und B mit einer jährlichen Gewinnungsleistung von 300.000 t sind für die Hauptprozesse Lösen, Laden, Transportieren und Vorbrechen die FMK berechnet worden. Wird der Tagebau über den Zeitraum von 20 Jahren betrachtet, so erhält man nach der FMK-Methode unter der Berücksichtigung eines Zinses von 8% für das Modell BuS A-3 einen Grenzpreis von 2,53 €/t und für das Modell B-3 von 2,84 €/t. Die Aufteilung der FMK ist in der Abbildung 29 dargestellt.

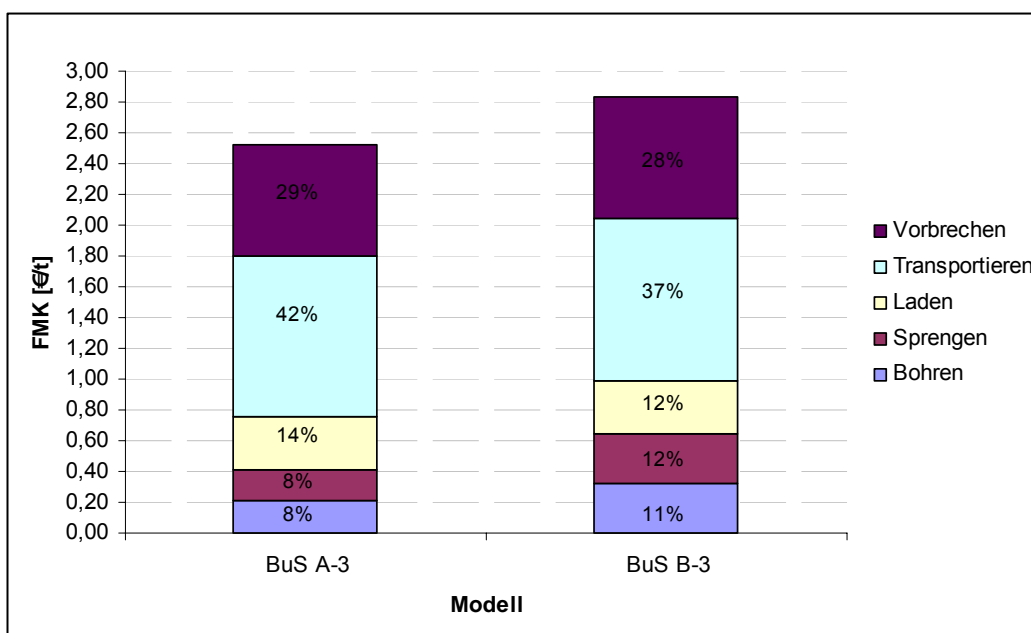


Abbildung 29: Aufteilung der FMK für die Modelle BuS-3

Durch einen erhöhten Bohr- und Sprengstoffaufwand ist der Grenzpreis Lösen (Bohren und Sprengen) im Modell B-3 um 58% höher als im Modell A-3. Die Erhöhung der

Gesteinsdruckfestigkeit wirkt sich beim Vorbrechen weniger aus als beim Bohren und Sprengen. Der Grenzpreis erhöhte sich zwischen den Modellen für das Brechen nur um 10%. Trotz dessen bleibt die Reihenfolge der FMK bestehen. Das Laden ist der kostengünstigste Prozess, gefolgt vom Lösen. Schließlich besteht zwischen den Modellen BuS A-3 und BuS B-3 ein Unterschied der FMK von 12%.

6.4 Kosten für die Modelle HYHA-3

6.4.1 Lösen - Löseeinheit

Sowohl für das Gestein A als auch für das Gestein B wurde ein Hydraulikhammer der Gewichtsklasse 7 t ausgewählt. Für das Gestein A beträgt die Löseleistung 178 t/h und für das Gestein B 104 t/h. Die Anschaffungskosten der Löseeinheit wurden mithilfe der Baugeräteliste 2001 abgeschätzt. Die Berechnung der Meißelkosten erfolgte nach Gleichung (6.7).

Die Tabelle 6.4 gibt einen Überblick über die Kosten beim Lösen mit Hydraulikhammer für die zwei unterschiedlichen Gesteine. Hierbei wird deutlich, dass die FMK um ca. 74% zunehmen. Diese Zunahme ist auf die ca. 42% geringere Löseleistung im Modell HYHA B-3 zurückzuführen. Die Zahlungsströme sind in der Anlage 19 dargestellt.

Tabelle 6.4: Zeitliche Auslastung und Kosten der Löseeinheiten, Modelle HYHA-3

Modell	HYHA A-3	HYHA B-3	Zunahme
Anschaffungskosten Bagger [€]	480.240		
Anschaffungskosten Hammer [€]	240.120		
Meißelkosten [€/a]	24.068	41.193	71%
Laufwerkskosten [€/a]	10.311	17.647	71%
Rep.- Instandhaltung Bagger [€/a] ($f_{IR}=0,85$) [57]	45.849	78.472	71%
Rep.- Instandhaltung Hydraulikhammer [€/a] ($f_{IR}=1,0$) [145]	57.792	98.914	71%
Betriebsstoffkosten [€/a] ($f_{BS}=0,15$)	16.922	28.962	71%
Lohnkosten [€/a]	42.119	72.089	71%
Betriebskosten [€/a]	309.873	530.359	71%
spez. Kosten Schlagen (FMK) [€/t]	1,54	2,67	74%

6.4.2 Laden und Transportieren

Nach dem Vergleich der FMK von zwei zu favorisierenden Lader-SKW-Kombinationen wurde die gleiche Kombination festgelegt, wie beim Bohren und Sprengen, Radlader mit Schaufelgröße von 5 m³ und 2 verschiedene SKW.

Die Betriebskosten für das Laden in Bezug auf die Betriebsstunde unterscheiden sich zwischen den Modellen BuS-3 und HYHA-3 nicht. Aufgrund der geringeren Ladeleistung sind die jährlichen Betriebskosten für das Laden durchschnittlich ca. 7% höher als im Modell BuS-3. Die FMK für das Laden sind mit 0,36 €/t ca. 5% höher als im Modell BuS-3.

Die Betriebskosten in Summe für den Transport verringern sich geringfügig um 1% - im Vergleich zum Transport beim Modell BuS-3 - durch eine geringere Hubarbeit. Diese wird in der Arbeit durch den Wert „Massenweg bergauf“ ausgedrückt (Gl. (3.5)). Im Modell HYHA-3 beträgt dieser Massenweg bergauf ca. 1,97 Mio. tkm und ist ca. 8% geringer als im Modell BuS-3. Der Massenweg horizontal im Modell HYHA-3 von

ca. 1,35 Mio. tkm ist ca. 13% länger als im Modell BuS-3 und wirkt letztendlich der Energieeinsparung der Hubarbeit entgegen. Dieser längere Massenweg horizontal kommt durch die horizontalen Übergänge der Förderrampe – welche auch die Anschlüsse zu den Arbeitsebenen darstellen – zustande. Im Modell HYHA-3 hat die Förderrampe fünf Rampenübergänge und im Modell BuS-3 nur drei. Ein Rampenübergang entspricht einer horizontalen Strecke von 20 m. Dies wirkt sich in den Transportzeiten und in den Energieverbräuchen aus. Letztendlich ändern sich die Energiekosten und die Betriebsstoffkosten. In der Abbildung 30 sind die gegenüber dem Modell BuS-3 veränderten Betriebskosten für das Modell HYHA-3 dargestellt.

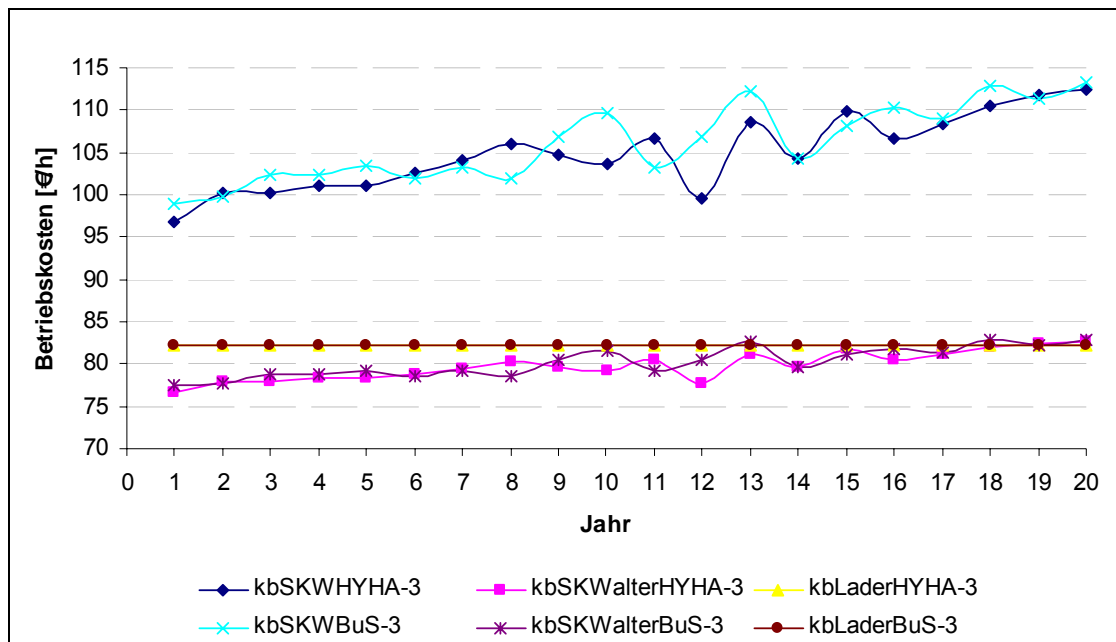


Abbildung 30: Betriebskosten für das Laden und Transportieren, HYHA-3 und BuS-3

Auswirkung durch Änderung der Basisarbeitstaktzeit

Im Abbausystem HYHA wurde eine höhere Basisarbeitstaktzeit berücksichtigt. Dadurch beträgt der Unterschied der FMK zum Bohren und Sprengen 1,5%. Die Zahlungsströme beim Laden und Transportieren zeigen, dass durch eine verminderte Ladeleistung die Summenbarwerte (SBW) der kostenwirksamen Auszahlungen im Abbausystem Hydraulikhammer geringfügig höher liegen (Abbildung 31). Dies führt zu den 1,5% höheren FMK von 1,41 €/t. Davon entfallen 25% auf das Laden und 75% auf das Transportieren. Im Vergleich zum Modell BuS-3 ändern sich die FMK für das Transportieren nicht.

Da die Gewinnung mit dem Hydraulikhammer schneller in die Tiefe voranschreitet und damit ein längerer Fahrweg verbunden ist, wird bereits im Jahr 2 ein zusätzlicher SKW benötigt. Dies ist auch in der Summenbarwertkurve sichtbar. Auch die geringere Ladeleistung führt zu einer Verschiebung des Investitionszeitpunktes, da die wirtschaftliche Nutzungsdauer des Radladers ein Jahr zeitiger erreicht wird als im Abbausystem Bohren und Sprengen (Anlage 17).

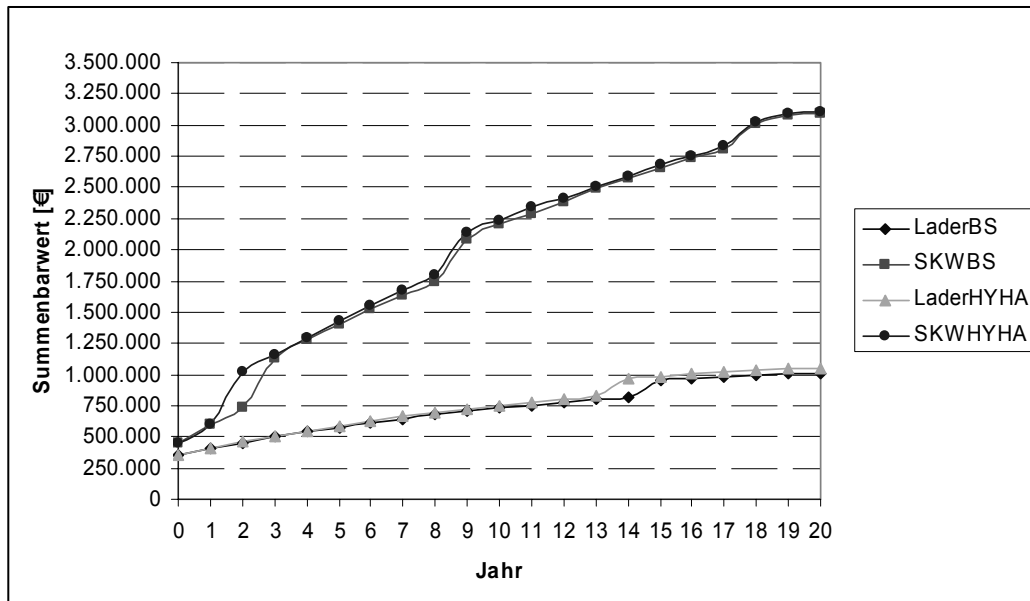


Abbildung 31: Vergleich der Summenbarwerte

Annahme: keine Änderung der Basisarbeitstaktzeit

Wird die Basisarbeitstaktzeit beim Ladegerät nicht geändert, so verringern sich die Betriebskosten für die SKW gegenüber dem Modell BuS-3 geringfügig um ca. 1%. Da bereits im zweiten Jahr die Förderleistung für einen SKW überschritten wird, muss im zweiten Jahr in einen zusätzlichen SKW investiert werden. Diese Investition wirkt den geringeren Betriebskosten entgegen, so dass sich schließlich die FMK über 20 Jahre für das Modell HYHA-3 gegenüber dem Modell BuS-3 nicht ändern. Die Summenbarwertkurve für das Laden und Transportieren im Abbausystem HYHA würde in diesem Fall im Wesentlichen mit der Kurve für das Bohren und Sprengen übereinstimmen. Dies bedeutet, dass die Kosteneinsparung infolge der geringeren Hubarbeit durch andere Effekte, wie Zeitpunkt der Neuinvestition und längere Strecke horizontal, überlagert wird und sich daher nicht in den FMK auswirkt.

6.4.3 Vorberechen

Für den Vorberecher wurde ein max. Durchsatz von 262 t/h bei einer elektrischen Leistung von 134 kW festgelegt. Die gesamte installierte Leistung der Vorberecheranlage beträgt 211 kW. Die geringe Änderung der elektrischen Leistung wirkt sich auf die FMK in geringem Umfang aus. Sie betragen im Modell HYHA A-3 0,72 €/t. Für das Modell HYHA B-3 sind die FMK ebenfalls mit denen vom BuS B-3 vergleichbar. Sie betragen 0,79 €/t (Anlage 20).

6.4.4 Zusammenfassung für die Modelle HYHA-3 und Vergleich mit BuS-3

Die FMK für die Prozesse der Modelle HYHA-3 und BuS-3 sind in der Abbildung 32 dargestellt. Änderungen zwischen den Modellen HYHA und BuS finden bei den Prozessen Lösen und Vorberechen statt. In den Modellen HYHA-3 ist das Lösen als kostenintensivster Prozess deutlich zu erkennen. Im Modell HYHA B-3 nimmt das Lösen über die Hälfte der gesamten FMK in Anspruch.

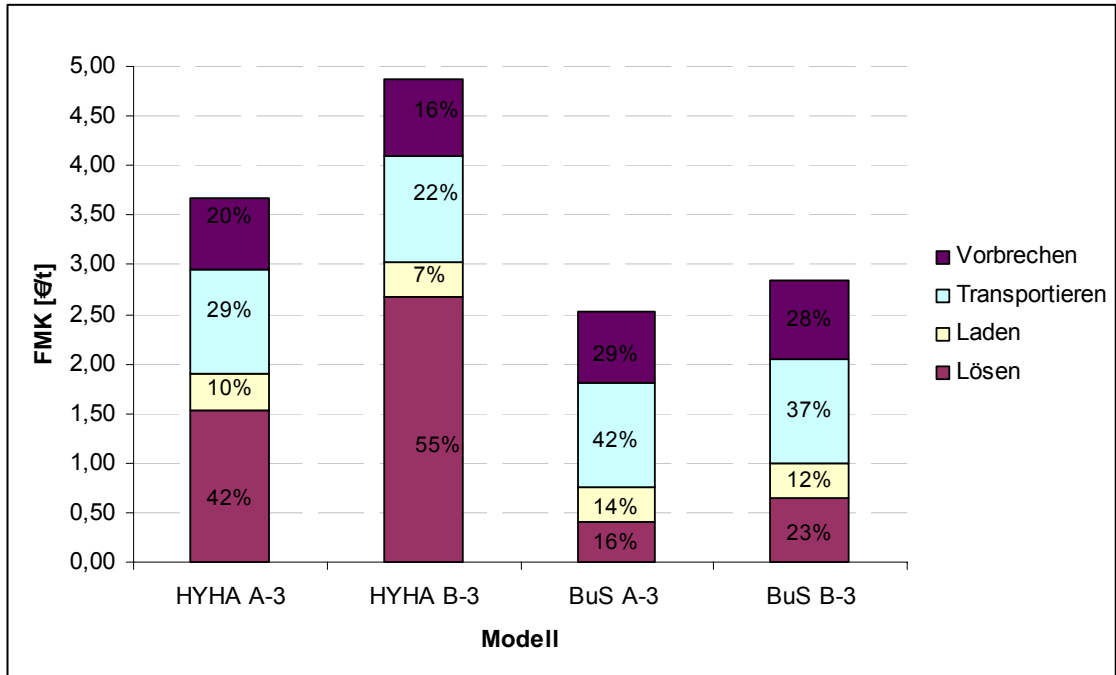


Abbildung 32: FMK im Modell HYHA-3

Die Tabelle 6.5 fasst die Unterschiede aus der Abbildung 32 zusammen. Zwischen den Modellen HYHA-3 findet eine stärkere Zunahme der FMK statt als zwischen den Modellen BuS-3.

Die FMK sind für das Modell HYHA A-3 ca. 45% höher als im Modell BuS A-3 und im Modell HYHA B-3 ca. 72% höher als im Modell BuS B-3.

Auch unter der Annahme, dass kein Brecher notwendig ist, sind die FMK im Modell HYHA A-3 ca. 17% und im Modell HYHA B-3 ca. 44% höher in den jeweiligen Modellen BuS-3.

Tabelle 6.5: Vergleichende Zusammenfassung der FMK, HYHA-3 und BuS-3

	HYHA A-3	HYHA B-3	Zunahme	BuS A-3	BuS B-3	Zunahme
	[€/t]	[€/t]		[€/t]	[€/t]	
Lösen	1,54	2,67	74%	0,41	0,65	58%
Laden	0,36	0,36	0%	0,34	0,34	0%
Transportieren	1,06	1,06	0%	1,05	1,05	0%
Vorbereiten	0,72	0,79	10%	0,72	0,79	10%
Summe	3,67	4,88	33%	2,53	2,84	12%

6.5 Kosten für die Modelle BuS-9

6.5.1 Kosten für das Bohren

Die Berechnung der Kosten für die Modelle Bohren und Sprengen, A-9 und B-9, erfolgte unter den gleichen Bedingungen, wie bei den Modellen BuS A-3 und B-3. Die Kostenarten sind in der Tabelle 6.6 dargestellt.

Die Bohrgeräte erreichen in 20 Jahren ca. 11.500 bzw. 23.000 Betriebsstunden. Diese Betriebszeit liegt jedoch auch hier noch deutlich unter den möglichen 39.000 h. Deshalb wird in jedem Modell nur in ein Bohrgerät investiert.

Die Betriebskosten beim Bohren im Modell A-9 betragen ca. 55.000 €/a und im Modell B-9 sind sie ca. 87 % höher. Die spezifischen Kosten für das Bohren unterscheiden sich bei der Gewinnungsleistung von 900.000 t/a um 69% (Tabelle 6.6). Im Vergleich zur Gewinnungsleistung 300.000 t/a sind die spezifischen Kosten für das Modell A-9 ca. 54% und für das Modell B-9 ca. 48% niedriger (Anlage 15).

Tabelle 6.6: Kosten der Bohrgeräte, BuS-9

Modell	BuS A-9	BuS B-9
Bohrgerät Name	HBM60	ROCF6
Anschaffungskosten [€]	280.000	380.000
Bohrkrone Kosten [€/a]	3.743	4.882
Rep.- Instandhaltung Bohrgerät [€/a] ($f_{IR}=1,2$) [57]	16.800	22.800
Energiekosten [€/a]	16.739	38.529
Betriebsstoffkosten [€/a] ($f_{BS}=0,2$)	3.348	7.706
Lohnkosten Bohrgerät [€/a]	14.430	28.839
Betriebskosten [€/a]	55.061	102.757
spez. Kosten Bohren (FMK) [€/t]	0,09	0,16

6.5.2 Kosten für das Sprengen

In der Tabelle 6.7 ist ersichtlich, dass die Gesamtkosten (Materialkosten) für das Sprengen im Modell A-9 ca. 189.400 €/a betragen. Für das Lösen des Gesteins B sind ca. 64% mehr Sprengstoff notwendig und die Gesamtkosten betragen ca. 298.600 € (58% höher). Die FMK sind bei einer Gewinnungsleistung von 300.000 t/a etwa genau so hoch, wie bei der Gewinnungsleistung 900.000 t/a. Geringe Abweichungen kommen durch das Runden bei der Festlegung der Anzahl der Bohrlöcher zu Stande.

Tabelle 6.7: Sprengstoffverbrauch und Kosten beim Sprengen, BuS-9

Modell	BuS A-9	BuS B-9
Kosten Emulsion [€/a]	146.503	242.169
Kosten Sprengschnur [€/a]	12.577	16.415
Kosten Patronen [€/a]	12.434	16.413
Kosten Zünder [€/a]	11.278	14.887
Lohnkosten [€/a]	6.625	8.745
Gesamtkosten Sprengen [€/a]	189.418	298.629
FMK [€/t]	0,21	0,33

6.5.3 Kosten für das Laden und Transportieren

Auch für die Gewinnungsleistung 900.000 t/a erfolgte die Auswahl einer geeigneten Lader-SKW-Kombination nach einer Betrachtung der Finanzmathematischen Durchschnittskosten von vier Kombinationen. Aus diesem Vergleich wurde aufgrund der Lade- und Transportleistung als auch der FMK die Kombination Radlader 988 mit einer 6,9-m³-Schaufel und SKW 773 mit einem Muldenvolumen 35,5 m³ (57 t)

ausgewählt. Die FMK der vier verschiedenen Varianten sind in der Abbildung 33 und die dazugehörigen Zahlungsströme in der Anlage 16.3 dargestellt.

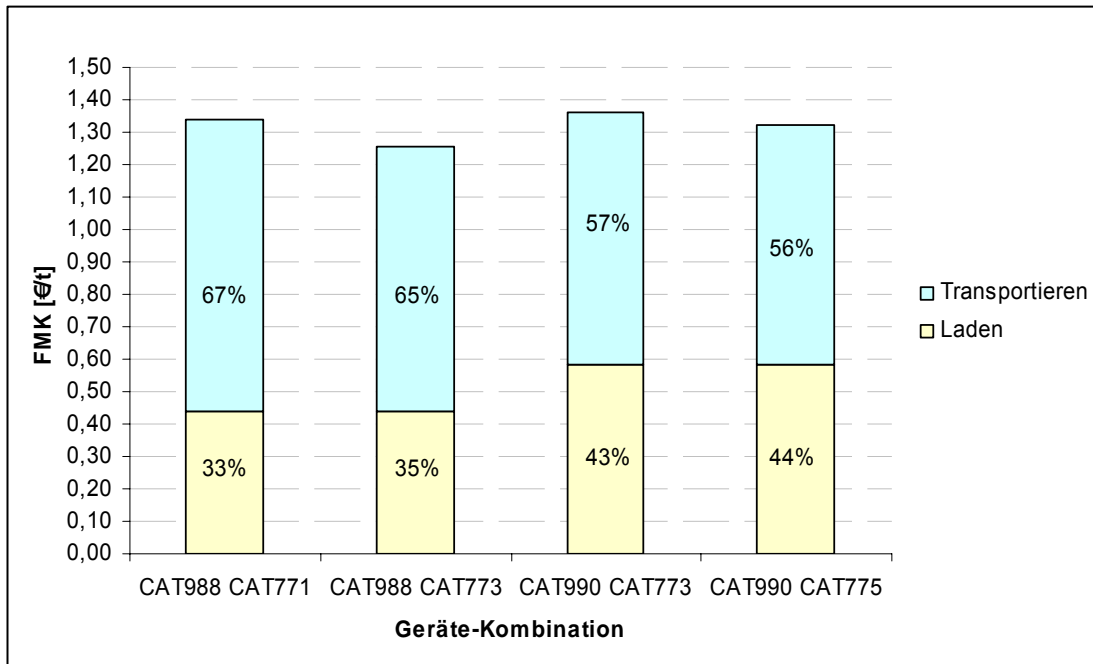


Abbildung 33: FMK verschiedener Lader-SKW-Kombinationen, BuS-9

Für beide Modelle BuS-9 sind die FMK für das Laden und Transportieren gleich hoch. In Bezug auf 300.000 t/a sind die FMK für das Laden und Transportieren in den Modellen BuS-9 mit 1,26 €/t ca. 10% niedriger.

Die Betriebskosten und die Barwerte der günstigsten Kombination sind in der Abbildung 34 dargestellt. Jede Investition wird in den Barwertkurven durch einen Peak deutlich. Die Betriebskosten für das Laden bleiben konstant. Für das Transportieren steigen die Betriebskosten pro Jahr infolge der zunehmenden Tiefe an.

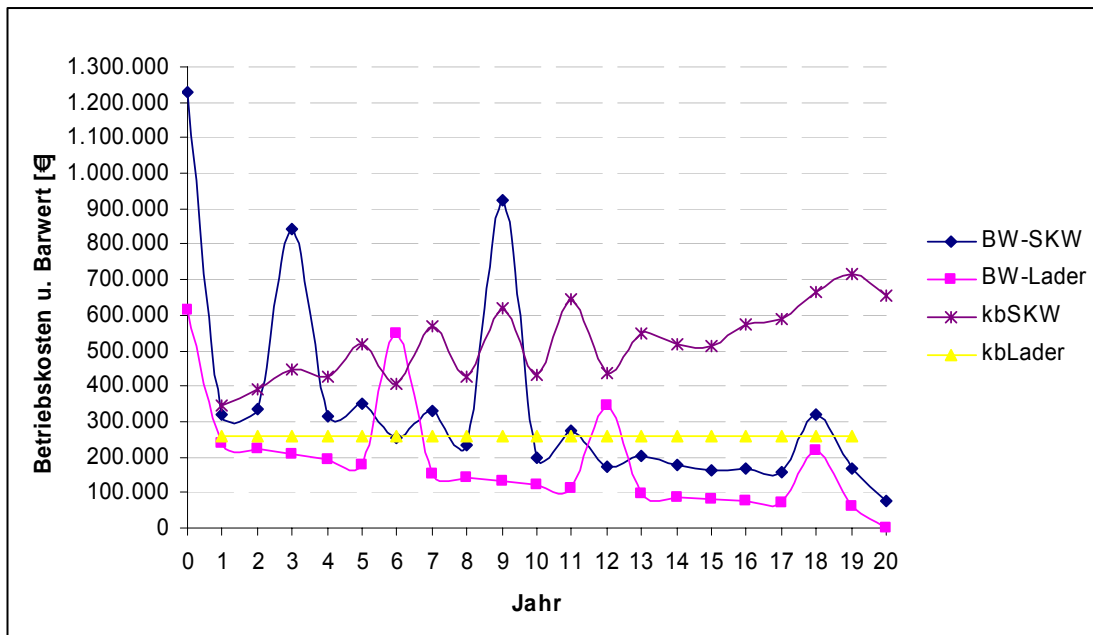


Abbildung 34: Betriebskosten und Barwerte für das Laden und Transportieren, BuS-9

6.5.4 Kosten für das Vorbrechen

Die Rahmendaten zur Berechnung der FMK für das Vorbrechen der Modelle BuS A-9 und B-9 zeigt die Tabelle 6.8. Die Zahlungsströme sind in der Anlage 22 dargestellt. In der Tabelle 6.8 wird ein Anstieg der FMK von 6% deutlich.

Tabelle 6.8: Basisdaten der Kosten für das Brechen, BuS-9

Brecher Name	ZWB2022-A	ZWB2022-B
Durchsatz [t/h]	795	795
elektrische Leistung [kW]	536	696
Investition [€]	1.535.600	1.535.600
Betriebskosten [€/a]	238.882	260.862
spezifische Kosten FMK [€/t]	0,44	0,46

6.5.5 Zusammenfassung der Kosten für die Modelle BuS-9

Für die Modelle BuS A-9 und B-9 sind für die Hauptprozesse Lösen, Laden, Transportieren und Vorbrechen die FMK berechnet worden. Für die 20 Jahre erhält man nach der FMK-Methode für das Modell BuS A-9 einen Grenzpreis von 2,0 €/t. Dies ist im Vergleich zum Modell BuS A-3 eine Verringerung um 21%. Die Aufteilung der FMK ist in der Abbildung 35 dargestellt.

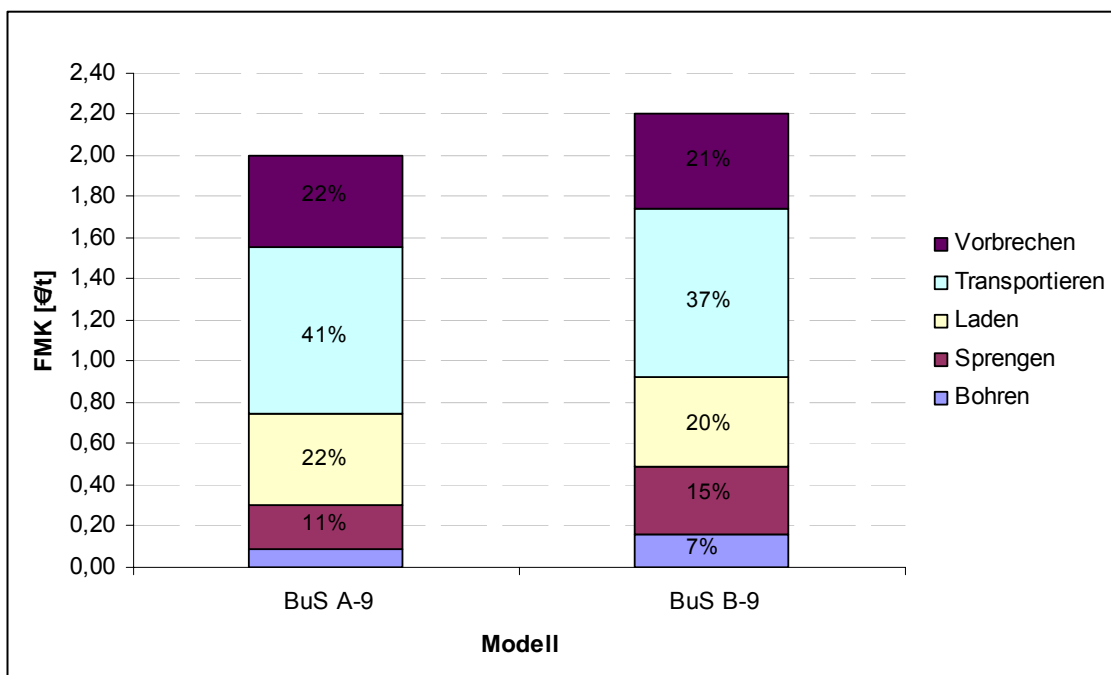


Abbildung 35: Aufteilung der FMK für die Modelle BuS-9

Durch einen erhöhten Bohr- und Sprengstoffaufwand ist der Grenzpreis beim Bohren und Sprengen im Modell B-9 um 61 % höher als im Modell A-9. Der Prozess Bohren und Sprengen geht im Modell A-9 als der kostengünstigste hervor, dicht gefolgt vom Prozess Vorbrechen. Das Vorbrechen ist im Modell B-9 der kostengünstigste Prozess. Der Grenzpreis erhöhte sich für das Vorbrechen zwischen den Modellen A-9 und B-9

um 6%. Schließlich besteht zwischen den Varianten A-9 und B-9 ein Unterschied der FMK von 11%. Für das Modell BuS B-9 betragen die FMK somit 2,21 €/t.

6.6 Kosten für die Modelle HYHA-9

6.6.1 Lösen

Die Tabelle 6.9 gibt einen Überblick der Kosten beim Lösen mit Hydraulikhammer für die zwei unterschiedlichen Modelle wieder (Anlage 23). Die Zunahme der FMK für das Lösen von 75% ist mit der Zunahme der Modelle HYHA-3 vergleichbar.

Tabelle 6.9: Zeitliche Auslastung und Kosten der Löseeinheiten, Modell HYHA-9

Modell	HYHA A-9	HYHA B-9	Zunahme
Anschaffungskosten Bagger [€]	480.240		
Anschaffungskosten Hammer [€]	240.120		
Meißelkosten [€/a]	72.225	123.616	71%
Laufwerkskosten [€/a]	30.941	52.957	71%
Rep.- Instandhaltung Bagger [€/a] ($f_{IR}=0,85$) [57]	137.585	235.482	71%
Rep.- Instandhaltung Hydraulikhammer [€/a] ($f_{IR}=1,0$) [145]	173.427	296.827	71%
Betriebsstoffkosten [€/a] ($f_{BS}=0,15$)	50.780	86.912	71%
Lohnkosten [€/a]	126.394	216.328	71%
Betriebskosten [€/a]	929.885	1.591.535	71%
spez. Kosten Schlagen (FMK) [€/t]	1,62	2,82	75%

Da keine leistungsstärkeren Maschinen zur Verfügung stehen und die eingesetzten Maschinen an ihrer Leistungsgrenze geplant sind, finden keine Einspareffekte bei einer höheren erforderlichen Gewinnungsleistung statt. Stattdessen steigt die Anzahl der Löseeinheiten (Tabelle 5.11, S. 72). Im Modell HYHA A-3 betragen die FMK 1,54 €/t und im Modell HYHA A-9 sind die FMK ca. 5% höher. Die gleiche Zunahme von 5% trifft auch von HYHA B-3 zu HYHA B-9 zu.

6.6.2 Laden und Transportieren

Wie auch bei den vorangegangenen Modellen erfolgte bei den Modellen HYHA-9 die Auswahl der Lader-Transportgeräte-Kombination nach einer Überprüfung von mehreren Kombinationen. Die Veränderung der Ladeleistung um 7% führt zu den gleichen FMK wie bei den Modellen BuS-9. Die Ergebnisse der Überprüfung der FMK für das Laden und Transportieren sind daher mit denen der Abbildung 33 auf S. 89 identisch. Aus diesen Ergebnissen wurde die Kombination CAT 988 und 773 ausgewählt.

Die Betriebskosten und Barwerte sind in Abbildung 36 dargestellt. Wie auch bei den anderen Modellen haben die jährlichen Betriebskosten für das Laden über die Gewinnungszeit einen konstanten Betrag. Diese sind beim Laden in den Modellen HYHA-9 geringfügig (1%) höher als bei den Modellen BuS-9. Die Betriebskosten für den Transport wechseln in Abhängigkeit vom Abbauniveau. Im Durchschnitt unterscheiden sie sich vom Modell BuS-9 nicht.

Im Vergleich zum Modell BuS-9 ändern sich die FMK für das Laden und Transportieren nicht. Für das Laden betragen sie 0,44 €/t und für das Transportieren 0,82 €/t (Anlage 24).

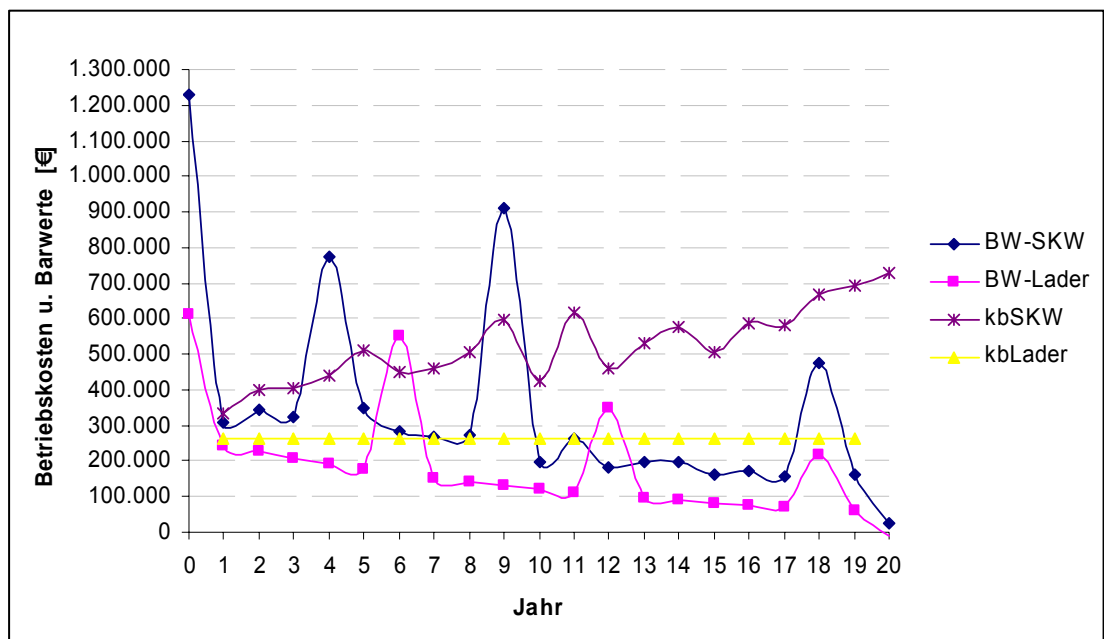


Abbildung 36: Betriebskosten und Barwerte für Laden und Transportieren, HYHA-9

6.6.3 Vorberechen

Die Kosten für das Vorberechen aus den Modellen HYHA-9 sind mit denen aus den Modellen BuS-9 identisch. Für das Modell HYHA A-9 betragen die FMK 0,44 €/t und für das Modell HYHA B-9 sind sie mit 0,46 €/t ca. 6% höher (Anlage 25).

6.6.4 Zusammenfassung der FMK HYHA-9 und Vergleich mit BuS-9

Die FMK für die Modelle HYHA-9 und BuS-9 sind in der Abbildung 37 dargestellt. Hierin wird deutlich, dass der Prozess Lösen sowohl im Modell HYHA A-9 als auch im Modell HYHA B-9 den größten Anteil an den FMK bildet. Vergleichend hierzu haben die Kosten für das Lösen im Modell BuS A-9 nur einen Anteil von 15% und im Modell BuS B-9 von 22%. In den Modellen BuS-9 hat der Prozess Transportieren den größten Einfluss. Die Unterschiede der FMK zwischen den Modellen HYHA und BuS sind im Wesentlichen auf das Lösen zurückzuführen.

Die Übersicht in der Tabelle 6.10 fasst die Unterschiede aus der Abbildung 37 zusammen. Der Anstieg der FMK für das Lösen zwischen den Modellen HYHA A-9 und HYHA B-9 ist mit 75% deutlicher als zwischen den Modellen BuS-9. Dieser Unterschied macht sich vor allem in der Summe der FMK bemerkbar. Denn der Anstieg der FMK ist zwischen den Modellen HYHA-9 deutlicher als zwischen den Modellen BuS-9.

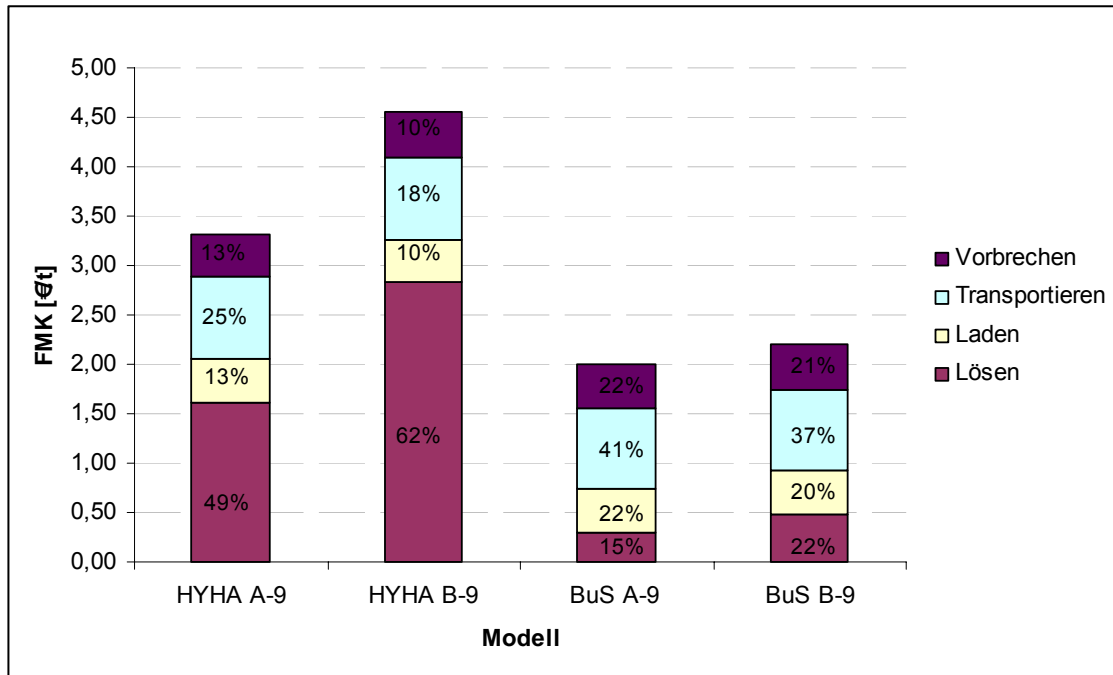


Abbildung 37: FMK für die Modelle BuS-9 und HYHA-9

Schlussendlich findet von Modell BuS A-9 zu HYHA A-9 ein Anstieg der FMK, bedingt durch das Gewinnungsverfahren Schlagen, von 66% und von Modell BuS B-9 zu HYHA B-9 von 106% statt. Wird der Vorbrecher bei den Modellen HYHA-9 nicht berücksichtigt, so wird ein Anstieg von Modell HYHA zu BuS von ca. 44% bzw. 85% wirksam. Somit führt das Bohren und Sprengen in diesem Vergleich stets zu niedrigeren FMK.

Tabelle 6.10: FMK für die Modelle BuS-9 und HYHA-9

	HYHA A-9	HYHA B-9	Zunahme	BuS A-9	BuS B-9	Zunahme
	[€/t]	[€/t]		[€/t]	[€/t]	
Lösen	1,62	2,82	75%	0,30	0,49	61%
Laden	0,44	0,44	0%	0,44	0,44	0%
Transportieren	0,82	0,82	0%	0,82	0,82	0%
Vorbrechen	0,44	0,46	6%	0,44	0,46	6%
Summe	3,32	4,55	37%	2,00	2,21	11%

7 Ökologische Bewertung der Abbaufverfahren

7.1 Modelle BuS-3

7.1.1 Erschütterung

Beim Sprengen werden innerhalb weniger Sekunden 14.000 t Gestein gelöst. Dies führt zu einer kurzzeitigen Erschütterung. Die Erschütterung ist durch eine Schwinggeschwindigkeit quantifizierbar und kann in Anlehnung an die DIN 4150 gemessen und bewertet werden. Bei der Gewinnungsleistung von 300.000 t/a sind, unabhängig vom Modell, ca. 21 Sprengereignisse im Jahr notwendig. Unter der Annahme, dass ein Sprengereignis ca. fünf Sekunden dauert, ist diesbezüglich insgesamt mit 105 s Erschütterungszeit zu rechnen. Die Erschütterungen sind im Vergleich zu anderen Gewinnungsverfahren wesentlich intensiver. Bei der Zündung nach der Impulstheorie nach MÜLLER [92] ist die Sprengstoffmenge pro Bohrloch für die Erschütterungen eine bestimmende Größe. Beim Modell BuS A-3 sind 75 kg Emulsionssprengstoff im Bohrloch. Dieser Sprengstoff hat einen Energiegehalt von ca. 4000 kJ/kg. Davon werden ca. 17% für Erschütterungen aufgewandt, dies sind pro Bohrloch ca. 51.000 kJ. Bei einer Lademenge von 94 kg pro Bohrloch im Modell BuS B-3 werden Erschütterungen durch eine Energie von ca. 63.920 kJ verursacht.

Die Schwinggeschwindigkeiten der Modelle BuS sind in der Abbildung mit zwei unterschiedlichen Prognosebeziehungen dargestellt [83, 93]. Darin ist zu erkennen, dass die zulässige maximale Schwinggeschwindigkeit von 5 mm/s im Modell BuS A-3 ab einem Abstand von ca. 190 m und im Modell BuS B-3 ab ca. 210 m unterschritten wird. Demnach treten ab dieser Entfernung keine Schäden an Gebäuden auf.

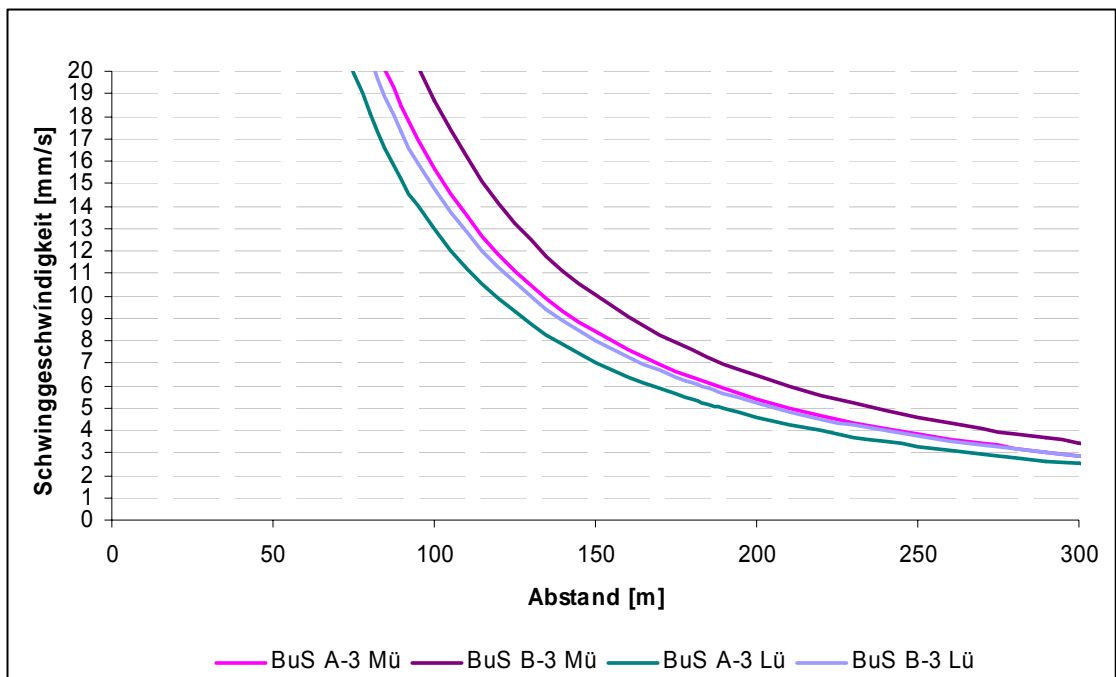


Abbildung 38: Prognostizierte Schwinggeschwindigkeiten der Modelle BuS-3

Nach Kenntnis der Schwingfrequenz lässt sich die Schwingstärke KB und schließlich die maximale bewertete Schwingstärke $KB_{F_{max}}$ berechnen.

7.1.2 Schall

Emissionen

Für die Bewertung des Lärms werden in dieser Arbeit zum einen der mittlere Schallleistungspegel nach Gleichung (2.4), Abschnitt 3.2.2, und zum anderen der Schalldruckpegel erfasst. Die Schallleistungspegel stellen Emissionen und die Schalldruckpegel Immissionen dar. Die Berechnung der Schalldruckpegel erfolgt für zwei Schallszenarien. Hierzu werden vier Immissionsorte in 50 m Entfernung vom Tagebaurand festgelegt. Die Karte mit den Immissionsorten und den Schallquellen für das erste Schallszenario ist in der Abbildung 39 dargestellt. Die Immissionsorte für das zweite Schallszenario ändern sich nicht. Für die Immissionsorte wird der Schalldruckpegel unter Berücksichtigung der Gleichung 2 der VDI 2714 berechnet.

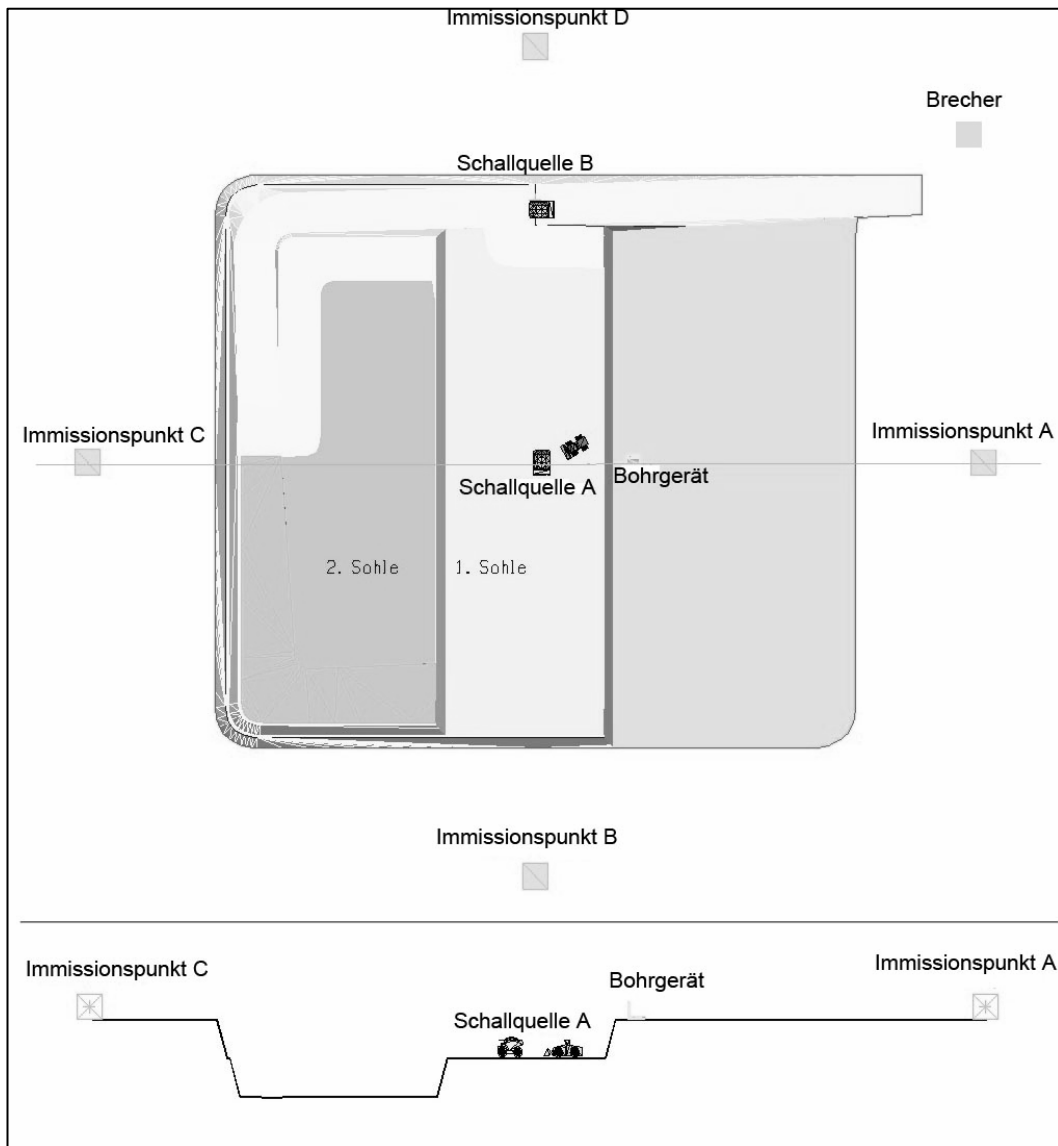


Abbildung 39: Draufsicht und Schnittdarstellung, BuS-3, Schallszenario 6.2

Die Schallszenarien stellen zwei verschiedene Abbaustände dar. Die Berechnung soll die verbale Argumentation unterstützen. Für die Gewinnungsleistung von 300.000 t/a wurde zum einen die Situation 6.2 und zum anderen die Situation 16.2 ausgewählt. Diese Situationen stellen zwei Sachverhalte dar:

- Mit zunehmendem Abstand von der Quelle zum Immissionspunkt nimmt der Schallpegel ab. Hierbei ist der Einfluss der Technologie zu Beginn und auch am Ende des Abbaus auf die Schallimmission hervorzuheben.
- Durch den Bezug auf die Zeit können mögliche Änderungen der Schallimmissionssituation von Beginn zum Ende der Abbausituation in ihrer Aussage bestärkt oder entkräftet werden.
- Somit fließen in die Bewertung des Lärms sowohl die zeitlich bezogenen Schalleistungspegel der Maschinen als auch technologische Einflüsse, wie Abbaufortschritt und effektive Förderleistung, indirekt mit ein.

Diese Festlegung der Schallszenarien soll für die anderen Abbauverfahren eine Orientierung sein. Die Szenarien stellen Jahre dar, in denen die Abbaufont in der Mitte des Abbaufeldes liegt. Bei der Gewinnung von 900.000 t/a tritt auf der ersten Sohle eine vergleichbare Situation zu einer ähnlichen Zeit ein. Für die vierte Sohle ist ein vergleichbares Szenario ein Jahr vorher zu erwarten.

Für das Modell BuS A-3 gelten für die Berechnung des mittleren Schalleistungspegels folgende Randbedingungen (Tabelle 7.1):

- Gesprengt wird im Abstand von 10 Arbeitstagen, d. h. alle zwei Wochen. Insgesamt erfolgen 21 Sprengereignisse im Jahr. Es wird davon ausgegangen, dass der Schalleistungspegel der Sprengung 145 dB(A) beträgt [121]. Da die Zeitdauer des Ereignisses weniger als fünf Sekunden beträgt, ist der Beurteilungspegel 41 dB(A) niedriger als der tatsächlich auftretende Maximalpegel und somit niedriger als der L_{WAeq} des Bohrgerätes. Dieses ist am Tage der Sprengung nicht in Betrieb.
- Daher wird das Ereignis Sprengen nicht in die Berechnung des Beurteilungspegels einbezogen, trotz dessen beschreibt der Gesamtbeurteilungspegel die Situation im Sinne eines „worst case“ Szenarios.
- Das Bohrgerät ist bei jedem Einsatz 8 h pro Tag in Betrieb. Demzufolge beträgt der Schalleistungs-Beurteilungspegel L_{WAeq} 115 dB(A).
- Da es sich um eine Selbstbeladung handelt, ist das Ladegerät nur zum Beladen in Betrieb. Somit beträgt L_{WAeq} 101 dB(A). Da das Geräusch für das Beladen einen deutlich hörbaren Schallimpuls bewirkt, wird hierfür ein Zuschlag von 3 dB(A) berücksichtigt.
- Der SKW CAT 769 ist 8 Stunden pro Tag in Betrieb. Daraus resultiert ein L_{WAeq} von 107 dB(A).
- Der zweite SKW HD 225 ist im Schallszenario 6.2 nicht und im Szenario 16.2 täglich 7,6 h im Einsatz. Das letztgenannte Szenario hat einen L_{WAeq} von 105 dB(A) zur Folge.
- Der Vordreher ist 8 h pro Tag im Einsatz. Der daraus resultierende L_{WAeq} beträgt 107 dB(A).

Tabelle 7.1: Schallrelevante Daten der Maschinen für die Modelle BuS-3

Maschinenbezeichnung	Name	Motorleistung [kW]	Schallleistungspegel dB(A)	Betriebszeit [h/d] ; [d]	L _{WAeq,k} nach (2.4), [dB(A)]
Bohrgerät	ROC F6	362	120 [21]	8 ; 62	117
Bohrgerät	HBM 60	235	118 [95]	8 ; 33	115
Radlader	CAT 980	232	108 [104]	3,2 ; 212	104
SKW	HD 225	235	108 [Schätzung]	7,6; variiert	105
SKW	CAT 769	363	110 [104]	8 ; 212	107
Vorbrecher	1612-A	140	110 [121]	8 ; 212	107
Vorbrecher	1612-B	200	110 [121]	8 ; 212	107

Unter diesen Randbedingungen wurde die Summe der Schallleistungspegel der Maschinen von 116,4 dB(A) für das Szenario 6.2 und von 116,7 dB(A) für das Szenario 16.2 errechnet.

Für das Modell BuS B-3 betragen die Schallleistungspegel unter Berücksichtigung dieser Szenarien 118 und 118,2 dB(A). Diese Erhöhung der Schallleistungspegel von Modell A-3 zu Modell B-3, von 1,6 bzw. 1,5 dB (A), ist nur auf den höheren Schallleistungspegel des Bohrgerätes zurückzuführen. Die Unterschiede der Schallleistungspegel in den Modellen A und B (0,3 bzw. 0,2 dB(A)) sind für das menschliche Ohr nicht wahrnehmbar.

Schallimmissionen für das Modell BuS A-3

Aus den Schalldruckpegeln der Immissionspunkte wurden für die Szenarien mittlere Schalldruckpegel errechnet. Die Schalldruckpegel der Immissionspunkte sind in der Tabelle 7.2 und die Berechnungsmethodik ist in der Anlage 26.1 dargestellt.

Tabelle 7.2: Schallimmissionen im Modell BuS A-3

Gestein A Name Immissionspunkt	L _S [dB(A)] Abbau auf 1. AE Szenario 6.2	L _S [dB(A)] Abbau auf 4. AE Szenario 16.2	Differenz
BuS A-3-IA	61,57	57,57	4,00
BuS A-3-IB	61,63	53,55	8,08
BuS A-3-IC	60,78	54,27	6,51
BuS A-3-ID	62,08	54,67	7,41
Mittelungspegel	61,5	55,3	6,23

Für das Szenario 6.2 beträgt dieser Schalldruckpegel 61,5 dB(A) und für das Szenario 16.2 ist er 6,2 dB(A) geringer. Eine Pegelerhöhung von 3 dB bedeutet eine Verdoppelung der Schallintensität. Durch die Differenz wird deutlich, dass die Intensität des Schalls beim Abbau auf der ersten Sohle, verglichen mit der vierten Sohle, das Vierfache beträgt. Für das menschliche Ohr bedeutet diese Differenz ein Rückgang der Lautstärke um ca. 33% (Reduzierung um 10 dB entsprechen ca. 50%).

Während sich die Schallleistungspegel der Maschinen über die gesamte Abbauezeit trotz eines zusätzlichen SKW nicht wesentlich ändern, findet eine deutliche Veränderung der Schallimmission statt. Diese ist insbesondere auf die Zunahme der Abstände von den

Emissionsquellen zu den Immissionspunkten zurückzuführen. Des Weiteren findet mit höher werdenden Böschungen eine stärkere Schallabschirmung statt.

Schallimmissionen für das Modell BuS B-3

Für das Modell BuS B-3 wurde für das Szenario 6.2 ein mittlerer Schalldruckpegel von 63,0 dB(A) und für das Szenario 16.2 von 56,1 dB(A) errechnet (Anlage 26.1). Die Differenz des Schallpegels infolge des unterschiedlichen Gesteins beträgt 1,5 dB(A) für das Szenario 6.2. Für das Szenario 16.2 beträgt diese Differenz 0,9 dB(A) und dürfte für das menschliche Ohr kaum wahrnehmbar sein [32]. Die höhere Schallimmission im Modell BuS B-3 wird durch den höheren Schalleistungspegel des Bohrgerätes verursacht (Tabelle 7.1).

7.1.3 Staubemission

Auf der Grundlage von Messungen in den USA [150] wird die Staubemission für das Bohren und Sprengen rechnerisch abgeschätzt. Hiernach entstehen beim Bohren ca. 0,6 kg/Bohrloch TSP (Total Suspended Particulate, 30µm) bei einer Bohrlochlänge von 6 bis 21 m. Für das Modell Bohren und Sprengen, Gestein A-3, würde dies eine spezifische TSP-Emission von 0,68 g/t Gestein bedeuten.

Für das Sprengen wurde eine Beziehung zur gesprengten Fläche A hergeleitet, wie in der Gleichung (7.1) zu sehen ist [150].

$$e = 0,00022 \cdot A^{1,5} \quad [\text{kg/Sprengung}] \quad (7.1)$$

Als Orientierung soll diese Gleichung herangezogen werden, um in etwa die Größenordnung abzuschätzen. Beispielsweise wird hierbei deutlich, dass die Gesteinseigenschaften nicht berücksichtigt werden und demnach der Sprengstoffverbrauch keinen Einfluss auf die Staubbildung ausübt.

Entsprechend der Gleichung (7.1) würde die Sprengung von vielen kleinen Flächen eine wesentlich geringere spezifische Emission bewirken als die Sprengung einer großen Fläche. Werden im Jahr 300.000 t durch eine Sprengung gelöst, so würde dies eine spezifische Emission von 0,56 g/t Gestein bewirken. Werden diese 300.000 t Gestein durch 21 Sprengereignisse gelöst, so beträgt die spezifische Emission 0,12 g/t.

Zur Berechnung des Staubanteiles für die Ladearbeit wird diese in die Prozessschritte Aufnahme und Abgabe unterteilt und die dazugehörigen Emissionen berechnet. Die Emissionen sind abhängig von der Neigung zum Stauben, der Abwurf- oder Aufnahmemenge und der Förderart (kontinuierlich oder diskontinuierlich).

Der normierte Emissionsfaktor berechnet sich für ein diskontinuierliches Abwerfen nach der Gleichung (7.2) und für kontinuierliches Abwerfen nach Gleichung (7.3) [11].

$$q_{\text{Norm}} = a \cdot 2,7 \cdot M^{-0,5} \quad (7.2)$$

$$q_{\text{Norm}} = a \cdot 83,3 \cdot \dot{M}^{-0,5} \quad (7.3)$$

q_{norm} : normierter Emissionsfaktor [g/t*m³/t]

- a: Gewichtungsfaktor (für schwach staubendes Gut: $\sqrt{10^3}$)
 M: Abwurfmenge [t/Hub]
 \dot{M} : Mengenstrom [t/h]

Der Emissionsfaktor für die Aufnahme berechnet sich nach Gleichung (7.4).

$$q_{\text{Auf}} = q_{\text{norm}} \cdot \rho_s \cdot k_U \quad (7.4)$$

- q_{Auf} : Emissionsfaktor für die Aufnahme [g/t]
 ρ_s : Schüttdichte = 1,6 t/m³
 k_U : Umweltfaktor = 0,9 (Fahrzeuge oben offen)

Der Emissionsfaktor für die Abgabe berechnet sich aus Gleichung (7.5)

$$q_{\text{Ab}} = q_{\text{norm,korr}} \cdot \rho_s \cdot k_U \quad (7.5)$$

$$q_{\text{norm,korr}} = q_{\text{norm}} \cdot k_H \cdot 0,5 \cdot k_{\text{Gerät}} \quad (7.6)$$

- q_{Ab} : Emissionsfaktor für die Abgabe [g/t]
 $q_{\text{norm,korr}}$: korrigierter, normierter Emissionsfaktor [g/t*m³/t]
 $k_{\text{Gerät}}$: Faktor für Gerät = 1,5
 k_H : Faktor für Höhe = 1

Für den Tagebau kommt ein Ladegerät mit einer Schaufelgröße von 5 m³ (8 t) zum Einsatz. Für dieses Ladegerät sind die Werte für die Staubbildung in der Tabelle 7.3 dargestellt.

Tabelle 7.3: Emissionsfaktoren für das Laden

Bez.	Einheit	Wert
q_{norm}	[g/t*m ³ /t]	30,97
q_{Auf}	[g/t]	44,60
$q_{\text{norm,korr}}$	[g/t*m ³ /t]	9,77
q_{Ab}	[g/t]	14,06
$q_{\text{Auf+Ab}}$	[g/t]	58,66

Für den Transport werden die Staubemissionen auf der Grundlage der Gleichung (7.7) errechnet [28].

$$q_{\text{VKT}} = k \cdot \frac{(s/12)^A \cdot (W/2,7)^B}{(M/0,2)^C} \cdot \left(\frac{365-p}{365} \right) \quad [\text{g/VKT}] \quad (7.7)$$

- q_{VKT} : Emissionsfaktor [kg/ vehicle kilometer traveled]
 k: korngrößeabhängiger Faktor [g/VKT], (Tabelle 7.4)
 A,B,C: empirische Exponenten, (Tabelle 7.4)
 s: Staubgehalt der Straßenoberfläche [%]
 W: durchschnittliches Fahrzeuggewicht [t]
 M: Feuchtigkeitsgehalt der Straßenoberfläche, für trockene Verhältnisse
 p: Anzahl der Tage mit zumindest 1 mm Niederschlag

Tabelle 7.4: Konstanten für die Gleichung (7.7)

	PM2,5	PM10	PM30
k	107,1	732,9	2819
A	0,8	0,8	0,8
B	0,4	0,4	0,5
C	0,3	0,3	0,4

Mithilfe der Gleichung (7.7) wurde bei einer geringen Feuchtigkeit von 0,2%, einem Staubgehalt der Straßenoberfläche von 10% und einem mittleren Gewicht des SKW von 50 t (eine Fahrt leer, eine voll), ein Emissionsfaktor von 10,5 kg/VKT für PM 30 errechnet. Für den kleineren SKW beträgt dieser 8,7 kg/VKT.

In den Modellen BuS-3 kommen zwei verschiedene SKW zum Einsatz. Davon legt der SKW CAT 769 in Summe ca. 130.070 km und der kleinere ca. 61.120 km zurück. Insgesamt werden durch die Transportprozesse ca. 1.900 t Feinstaub PM 30 (320 g/t Gestein) emittiert.

Nach dem Transport erfolgt das Abkippen des Materials in den Brecher. Während des Abkippvorganges werden nach der Gleichung (7.5) ca. 6 g Staub pro Tonne Gestein emittiert. Ist der Brecher eingehaust und befindet sich eine Absauganlage am Brecher, so wird dieser Wert weiter gemindert.

Für den Vorbrecher wird ein Emissionsfaktor von 0,32 g/t für TSP angenommen. Dies ist ein älterer Wert von EPA welcher im Update von 2004 nicht mehr zu finden ist [152]. Als Begründung werden unter anderem eine schlechte Datenlage und methodische Probleme bei der Ermittlung dieses Faktors angegeben [150]. Da jedoch keine anderen Werte zur Verfügung stehen, wird dieser Wert in der Arbeit verwendet.

In Summe betragen die Staubemissionen ca. 386 g/t Gestein. Hiervon haben die Prozesse Laden und Transportieren den größten Anteil, wie in der Tabelle 7.5 deutlich wird.

Hinsichtlich der Staubemissionen für das Modell BuS B-3 werden folgende Festlegungen getroffen:

- Für das Bohren nimmt die Staubemission in gleicher Weise zu wie der Bohraufwand.
- Beim Sprengen nimmt die Staubemission in gleicher Weise zu, wie der spezifische Sprengstoffaufwand.

Demnach nehmen die Staubemissionen für das Bohren um 20% und für das Sprengen um 75% zu und betragen 0,82 bzw. 0,98 g/t. Die Summe der Staubemissionen für das Modell BuS B-3 über die in der Tabelle 7.5 aufgeführten Prozesse beträgt dadurch 387 g/t.

Tabelle 7.5: Emissionsfaktoren für die Modelle BuS-3

Prozess/ Teilprozess	BuS A-3		BuS B-3		Quelle
	Emissionsfaktor [g/t]	Anteil [%]	Emissionsfaktor [g/t]	Anteil [%]	
Bohren	0,68	0,18	0,82	0,21	[150]
Sprengen	0,56	0,14	0,98	0,25	[150]
Laden	58,66	15,18	58,66	15,16	[11]
Transport	320,00	82,80	320,00	82,69	[28]
Abkippen	6,23	1,61	6,23	1,61	[11]
Vorbrechen	0,32	0,08	0,32	0,08	[151]

Auf der Grundlage dieser Ergebnisse wird deutlich, dass der Transport mit 83% den größten Anteil an der Staubemission aufweist. Der Einfluss des Gesteins ist unbedeutend.

7.1.4 Gasförmige Emissionen zur Bereitstellung und Nutzung der Betriebsmittel

Die im Abbausystem eingesetzten Maschinen: Bohrgerät, Radlader, SKW und Brecher bestehen aus einem Anteil Stahl und einem Anteil Kunststoff. Diese Anteile gehen in die Berechnung der Emissionen und Energieverbräuche zur Herstellung der Maschinen ein. Diese Vorgehensweise findet sich auch bei der Bilanzierung von Transportprozessen in der Datenbank GEMIS [12] wieder. Die bei der Herstellung der Maschinen anfallenden Emissionen werden über die Nutzungsdauer berücksichtigt. Wird die wirtschaftliche Nutzungsdauer nicht erreicht, so werden diese Emissionen über die Projektlaufzeit linear abgeschrieben.

Für das Bohrgerät wurde die Annahme getroffen, dass es zu 97% aus Stahl und zu 3% aus Kunststoff besteht. Aus den Materialmassen erfolgte mit den Daten aus der Datenbank GEMIS die Berechnung der Emissionen zur Herstellung des Gerätes. Aus den Energieverbräuchen (Diesel oder Elektroenergie) wurden die Emissionen für die Nutzung der Maschinen errechnet. Hierbei wird zwischen direkten Emissionen und Gesamtemissionen unterschieden. Die Gesamtemissionen beinhalten auch Emissionen aus vorangegangenen Prozessen (z. B. Herstellung und Transportprozesse zum Verbraucher). Die Unterscheidung zwischen direkten Emissionen und Gesamtemissionen ist vor allem dann von Interesse, wenn eine mit Elektroenergie betriebene Maschine und eine mit Dieselkraftstoff betriebene Maschinen miteinander verglichen werden. Nur die Berücksichtigung der direkten Emissionen lässt Schlussfolgerungen über die Emissionssituation am Einsatzort der Maschine zu, stellt aber die Gesamtsituation verzerrt dar.

Die Daten zur Berechnung der Emissionen befinden sich in der Anlage 27.1. Sie stammen aus der Datenbank GEMIS bzw. PROBAS [12]. Im Folgenden wird der Berechnungsweg dargestellt.

Emissionen beim Bohren, BuS A-3

Das Bohrgerät hat ein Gewicht von 17.000 kg, dies entspricht 16.490 kg Stahl und 510 kg Kunststoff. Daraus wurden 26.809 kg CO₂-Äquivalent berechnet. Aufgeteilt auf 20 Jahre sind dies ca. 1.250 kg/Jahr. Diese sind keine direkten Emissionen. Der Verbrauch von Diesel ergibt ca. 23.877 kg CO₂-Äquivalent pro Jahr. Davon werden ca. 20.093 kg direkt im Tagebau emittiert. Insgesamt sind es pro Jahr 25.217 kg CO₂-Äquivalent, somit ca. 84 g/t Gestein. Betrachtet man die CO₂-Emissionen über die Tagebauzeit von 20 Jahren, so beinhalten die Gesamtemissionen ca. 80% direkte Emissionen (Tabelle 7.6). Die SO₂-äquivalenten Emissionen betragen summiert auf 20 Jahre 4.608 kg (0,8 g/t) davon sind ca. 87% direkte Emissionen. Die TOPP-äquivalenten Emissionen betragen 1,2 g/t. Davon sind 93% direkte Emissionen (Anlage 27.2).

Emissionen beim Bohren, BuS B-3

Das Bohrgerät, welches im Modell B-3 bohrt, ist 8% leichter als jenes im Modell A-3. Dadurch ist auch die Emission der Herstellung um diesen Betrag geringer. Der Dieserverbrauch steigt vom Modell A-3 zum Modell B-3 um 115% an, somit auch die direkten Emissionen. Diese beinhalten im Modell B-3 ca. 82% der gesamten

Emissionen (Tabelle 7.6). Die SO₂-äquivalenten Emissionen betragen bezogen auf 20 Jahre 9.806 kg (1,6 g/t), davon sind ca. 88% direkte Emissionen. Die TOPP-äquivalenten Emissionen betragen 2,5 g/t, davon sind 94% direkte Emissionen. Generell sind die Emissionen für das Bohren im Modell B-3 ca. 108% höher als beim Modell A-3 (Anlage 27.2).

Tabelle 7.6: CO₂-Äquivalente beim Bohren, Modelle BuS-3

Modell		BuS A-3	BuS B-3
Stahl Bohrgerät	[kg]	16.490,00	15.229,00
Kunststoff Bohrgerät	[kg]	510,00	471,00
Emission Stahl Bohrgerät	[kg]	25.559,50	23.604,95
Emission Kunststoff Bohrgerät	[kg]	1.249,50	1.153,95
Emission Bohrgerät Jahr	[kg/a]	1.340,45	1.237,95
Diesel Bohrgerät Jahr	[l/a]	7.676,54	16.517,12
Emission Bohrgerät Diesel	[kg/a]	23.876,81	51.374,21
Emission Diesel Direkt	[kg/a]	20.092,76	43.232,32
Emission Bohrgerät gesamt (Jahr)	[kg/a]	25.217,26	52.612,16
Emission Bohrgerät gesamt (bezogen auf Masse)	[kg/t]	0,08	0,18
Emission Bohrgerät gesamt direkt (bez. auf Masse)	[kg/t]	0,07	0,14
Emission Summe 20 Jahre	[kg]	504.345,20	1.052.243,20
Emission Summe 20 Jahre direkt	[kg]	401.855,20	864.646,40

Emissionen beim Sprengen, BuS A-3

Für ein Jahr werden ca. 25,5 t Sprengstoff benötigt. Die CO₂-Äquivalente für das Sprengen sind in der Tabelle 7.7 dargestellt. Besonders auffällig ist, dass die direkten CO₂-Äquivalente für das Sprengen ca. 85% niedriger und die gesamten CO₂-Äquivalente um 137% höher sind als beim Bohren. Die direkten CO₂-äquivalenten Emissionen betragen beim Sprengen ca. 5% der Gesamtemission. Die gesamten SO₂-Äquivalente sind beim Sprengen 32% höher als beim Bohren und betragen 6.072 kg (1,0 g/t), davon sind 60% direkte Emissionen. Die TOPPs sind beim Sprengen ebenfalls höher als beim Bohren. Hier beträgt der Unterschied zum Bohren 50%. Der absolute Wert liegt bei ca. 1,7 g/t. Davon sind 74% direkte Emissionen (Anlage 27.3).

Emissionen beim Sprengen, BuS B-3

Die Tabelle 7.7 beinhaltet die CO₂-Äquivalente für beide Gesteine. Die Emissionen beim Sprengen im Modell B-3 ändern sich ausschließlich durch die Menge des Sprengstoffs. Demnach sind die CO₂-, SO₂- und TOPP-Äquivalente ca. 71% höher als beim Modell A-3.

Tabelle 7.7: CO₂-Äquivalente beim Sprengen, BuS-3

Modell		BuS A-3	BuS B-3
Masse Sprengstoff Jahr	[kg/a]	25.513,90	43.684,50
Emission Sprengen	[kg/a]	59.957,67	102.658,58
Emission Sprengen direkt	[kg/a]	3.036,15	5.198,46
Emission Sprengen (bezogen auf Masse)	[kg/t]	0,20	0,34
Emission Sprengen direkt (bezogen auf Masse)	[kg/t]	0,01	0,02
Emission Summe 20 Jahre	[kg]	1.199.153,40	205.3171,60
Emission Summe direkt 20 Jahre	[kg]	60.723,00	103.969,20

Emissionen beim Laden, BuS-3

Die Emissionen beim Laden und Transportieren sind vom Modell unabhängig, denn für beide Modelle kommt die gleiche Lader-Transportgeräte-Kombination zum Einsatz.

Das ausgewählte Ladegerät hat ein Gewicht von 30,2 t. Das Ladegerät besteht zu 92% aus Stahl, zuzüglich dem Gewicht der Reifen und dem Anteil an Kunststoff. Insgesamt entspricht es einem CO₂-Äquivalent 50.804 kg. Während der Tagebaulaufzeit werden drei Ladegeräte benötigt, diese werden entsprechend ihrer wirtschaftlichen Nutzungsdauer abgeschrieben. Wie in der Tabelle 7.8 deutlich wird, betragen die Gesamtemissionen über die 20 Jahre gerechnet ca. 1.682 t. Dies sind ca. das 1,4-Fache des Sprengens (A-3) und das 3,3-Fache der CO₂-äquivalenten Emission vom Bohren (A-3). Die SO₂-Äquivalente sind um mehr als das 3-Fache höher als beim Sprengen (A-3) und betragen 15,4 t (2,6 g/t), davon sind 87% direkte Emissionen. Die TOPPs betragen ca. 3,9 g/t, was dem 3,8-Fachen des Sprengens (A-3) entspricht. 93% der TOPPs werden direkt im Tagebau emittiert (Anlage 27.4).

Tabelle 7.8: CO₂-Äquivalente beim Laden, BuS-3

Stahl Lader	[kg]	27.784,00
Reifen Lader	[kg]	2.000,00
Kunststoffe Lader	[kg]	416,00
Emission Lader Jahr	[kg]	4.020,61
Verbrauch Ladegerät	[l/a]	25.751,43
Emission Lader Diesel	[kg/a]	80.096,28
Emission Lader Diesel direkt	[kg/a]	67.402,45
Emission Lader gesamt Jahr	[kg/a]	84.116,90
Emission Lader gesamt (bezogen auf Masse)	[kg/t]	0,28
Emission Lader gesamt direkt (bezogen auf Masse)	[kg/t]	0,23
Emission Summe 20 Jahre	[kg]	1.682.337,90
Emission 20 Jahre direkt	[kg]	1.348.049,06

Emissionen beim Transportieren, BuS-3

Der bei einer Förderleistung von 300.000 t/a zum Einsatz kommende erste SKW besitzt ein Gewicht von 30,3 t und besteht aus 88% Stahl, zuzüglich der Reifen und dem Anteil an Kunststoff (Tabelle 7.9). Der zweite (kleinere) hat ein Gewicht von 20,2 t. Für die Werkstoffanteile treffen die gleichen Annahmen zu, wie für den ersten SKW. Während der Tagebauphase werden drei größere und ein kleiner SKW benötigt.

Wie in der Tabelle 7.9 zu erkennen ist, betragen die gesamten Emissionen beim Transportieren ca. das 3-Fache des Ladens. Die Emissionen sind im Wesentlichen auf den Dieselverbrauch zurückzuführen (96%). Sowohl beim Laden als auch beim Transportieren sind ca. 80% der gesamten CO₂-äquivalenten Emissionen direkte Emissionen im Tagebau.

Die SO₂-Emissionen und die TOPPs sind beim Transport um das 3-Fache höher als beim Laden. Dies entspricht einem Wert von ca. 8,1 g/t für SO₂ und ca. 12,2 g/t für die TOPPs. Bei den SO₂-Äquivalenten sind 87% und bei den TOPPs sind 93% direkte Emissionen. Die Tabellen befinden sich in der Anlage 27.5.

Tabelle 7.9: CO₂-Äquivalente beim Transportieren, BuS-3

Maschinenbezeichnung		SKW1 (Cat769)	SKW2 (HD225)	Summe SKW
Anteil Stahl SKW	[kg]	26.664,00	19.272,00	
Reifengewicht SKW	[kg]	3.000,00	2.400,00	
Kunststoffe SKW	[kg]	636,00	228,00	
Emission Stahlbau SKW	[kg]	41.329,20	29.871,60	
Emission Reifen SKW	[kg]	10.080,00	8.064,00	
Emission Kunststoffe SKW	[kg]	1.558,20	558,60	
Emission SKW	[kg]	52.967,40	38.494,20	
Emission SKW Jahr	[kg/a]	8.233,95	2.466,57	10.700,51
Energieverbrauch SKW	[l/a]	64.440,08	27.701,42	92.141,50
Emission SKW Diesel	[kg/a]	200.431,97	52.852,66	253.284,63
Emission SKW Diesel direkt	[kg/a]	168.667,08	44.476,45	213.143,54
Emission SKW gesamt Jahr	[kg/a]	208.665,92	55.319,22	263.985,14
Emission SKW gesamt (Masse)	[kg/t]	0,70	0,18	0,88
Emission SKW gesamt direkt (Masse)	[kg/t]	0,56	0,15	0,71
Emission Summe 20 Jahre	[kg]	4.173.318,39	1.106.384,39	5.279.702,78
Emission Summe 20 Jahre direkt	[kg]	3.373.341,67	889.529,07	4.262.870,74

Emissionen beim Vorbrechen, BuS A-3

Die stationäre Vorbrechanlage (Zweiwalzenbrecher, Bunker, Plattenband und Rollenrost) hat ein Gewicht von 88,6 t. Sie besteht zu 100% aus Stahl und besitzt eine installierte elektrische Leistung von 217 kW. Die CO₂-äquivalenten Emissionen der Herstellung betragen 137 t. Bei der Nutzung der Anlage werden ca. 176 t/a CO₂-Äquivalent emittiert, dies sind ca. 70% der Emissionen aus der Diesel-Bereitstellung und Verbrennung beim Transportieren. Die Gesamtemissionen sind beim Vorbrecher ca. 31% geringer als beim Transportieren. Es fallen keine direkten Emissionen an (Tabelle 7.10).

Die SO₂-äquivalenten Emissionen betragen 5,3 t (0,9 g/t), dies sind 11% jener Emissionen beim Transportieren. Die TOPP-äquivalenten Emissionen betragen 5,5 t (0,9 g/t) und entsprechen somit 7% der Emissionen des Transportierens. Die Emissionen beim Brechen werden durch die Nutzung von elektrischer Energie erzeugt. Somit entstehen sie nicht im Tagebau (Anlage 27.6).

Emissionen beim Vorbrechen, BuS B-3

Beim Vorbrechen des Gesteines B-3 sind die CO₂-, SO₂-, TOPP-Äquivalente ca. 27% höher als die des Gesteines A-3 (Tabelle 7.10).

Tabelle 7.10: CO₂-Äquivalente beim Vorbrechen, BuS-3

Modell		BuS A-3	BuS B-3
Gewicht	[kg]	88.600,00	99.600,00
Emission Brecher	[kg]	137.330,00	154.380,00
Emission Brecher Jahr	[kg/a]	6.866,50	7.719,00
E-Energieverbrauch	[kWh/a]	274.878,12	350.881,28
Emission Brecher E-Energie	[kg/a]	176.141,90	224.844,73
Emission Brecher gesamt Jahr	[kg/a]	183.008,40	232.563,73
Emission Brecher gesamt (Masse)	[kg/t]	0,61	0,78
Emission Summe 20 Jahre	[kg]	3.660.167,95	4.651.274,58
Emission Summe 20 Jahre direkt	[kg]	0,00	0,00

Zusammenfassung der Emissionen für die Modelle BuS-3

Die Anteile der Prozesse an der Gesamtemission sind für die Modelle BuS A-3 und B-3 in der Abbildung 40 dargestellt. Hierbei wird deutlich, dass der Transport den größten Anteil bei allen Emissionsäquivalenten aufweist. Außer beim CO₂, wird beim Prozess Laden stets die zweitgrößte Menge an Emissionsäquivalenten emittiert.

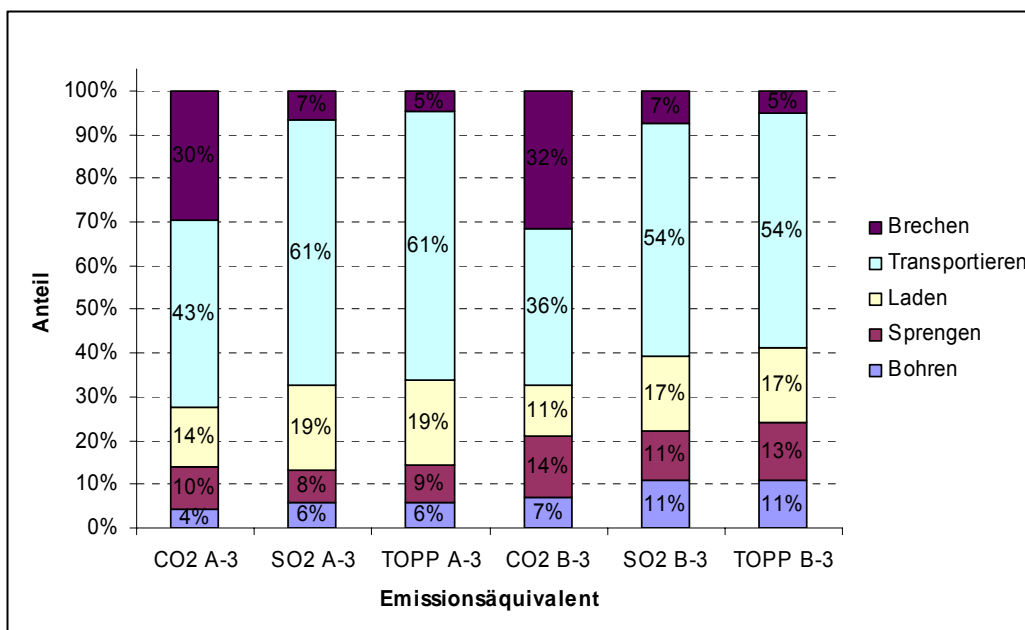


Abbildung 40: Anteile der Prozesse an den Emissionsäquivalenten A-3

Werden die Emissionsäquivalente der Prozesse Bohren und Sprengen zum Prozess Lösen zusammengefasst, so entspricht ihre Höhe im Modell BuS A-3 etwa der vom Laden oder sie liegt leicht darunter. Im Modell BuS B-3 hingegen sind die Emissionsäquivalente vom Lösen stets höher als beim Laden.

Der relativ hohe Anteil an CO₂-äquivalenter Emission beim Vorbrechen ist auf die installierte elektrische Leistung, die Betriebszeit im Jahr und auf die Art der Energieerzeugung zurückzuführen. Hier wurde der Energiemix 2000 für Deutschland verwendet (30% Kernkraft, 25% Steinkohle, 25% Braunkohle, 9% Gas, 5% Wasser 6% Wind, Holz, Öl) [12]. Unter Berücksichtigung des Transportes von Elektroenergie entsteht hierbei eine spezifische CO₂-äquivalente Emission von 0,64 kg/kWh Elektroenergie (beim Diesel sind es ca. 0,32 kg/kWh).

Zusammengefasst entstehen für die Modelle BuS-3 die in der Tabelle 7.11 dargestellten spezifischen Emissionsäquivalente. Es ist zu erkennen, dass bei den CO₂-Äquivalenten die größten Veränderungen auftreten.

Tabelle 7.11: Emissionen für die Modelle BuS-3

Emissions-Kategorie	Emission gesamt BuS A-3	Emission gesamt BuS B-3	Anstieg
	[kg/t Gestein]	[kg/t Gestein]	[%]
CO ₂ -Äquivalent	2,06E+00	2,46E+00	19%
SO ₂ -Äquivalent	1,34E-02	1,52E-02	13%
TOPP-Äquivalent	1,99E-02	2,27E-02	14%

7.1.5 Der Kumulierte Energieaufwand für die Modelle BuS-3

Die Berechnung des Kumulierten Energieaufwandes (KEA) erfolgt unter den gleichen Annahmen, wie die Berechnung der Emissionen. Für das Bohren und Sprengen werden die Abbausysteme mit den Prozessen Bohren, Sprengen, Laden, Transportieren und Vorbrechen unter Berücksichtigung der unterschiedlichen Modelle A-3 und B-3 untersucht. In diesem Abschnitt werden die Ergebnisse für den KEA-gesamt dargestellt und kurz diskutiert. Hierbei wird analog zu den Emissionen auch ein Vergleich zum vorhergehenden Prozess gezogen.

Die Daten zur Berechnungen des KEAs stammen aus der Datenbank GEMIS [12] und befinden sich in der Anlage 28.

KEA Bohren

Aus den Massen der Maschinen wird der KEA der Herstellung errechnet. Dieser beträgt im Modell A-3 ca. 368 GJ und ist beim Bohrgerät im Modell B-3 ca. 8% geringer. Diese KEA der Herstellung werden über 20 Jahre abgeschrieben. Der KEA für die Nutzung des Bohrgerätes beträgt im Modell A-3 ca. 310 GJ/a. Im Modell B-3 ist der KEA für die Nutzung ca. 115% höher. Der KEA-gesamt beträgt unter Berücksichtigung der jährlichen Gewinnungsleistung 1,1 MJ/t Gestein. Davon entfallen 94% auf die Nutzung und 6% auf die Herstellung. Im Modell B-3 beinhaltet der KEA-gesamt von 2,3 MJ/t für die Nutzung 98% und für die Herstellung 2% (Tabelle 7.12).

Tabelle 7.12: KEA für den Prozess Bohren, BuS-3

Modell		BuS A-3	BuS B-3	Diff. B zu A [%]
KEA Stahl Bohrgerät	[GJ]	328,17	303,07	-8%
KEA Kunststoff Bohrgerät	[GJ]	39,77	36,73	-8%
KEA Bohrgerät	[GJ]	367,94	339,80	-8%
KEA Bohrgerät Jahr	[GJ/a]	18,40	16,99	-8%
KEA Bohrgerät Diesel Jahr	[GJ/a]	309,57	666,09	115%
KEA Bohrgerät gesamt Jahr	[GJ/a]	327,97	683,08	108%
KEA Bohrgerät gesamt (Masse)	[GJ/t]	1,10E-03	2,28E-03	108%
KEA gesamt Summe 20 Jahre	[GJ]	6.559,40	13.661,60	108%

KEA Sprengen

Für den Kumulierten Energieaufwand wurde die Menge des Sprengstoffes berücksichtigt. Dadurch wird auch die Erhöhung des KEA um 71% von Modell A-3 zu B-3 hervorgerufen (Tabelle 7.13).

Tabelle 7.13: KEA für den Prozess Sprengen, BuS-3

Modell		BuS A-3	BuS B-3	Diff. B zu A [%]
Masse Sprengstoff Jahr	[kg]	25.513,90	43.684,50	71%
KEA Sprengen Jahr	[GJ/a]	460,25	788,02	71%
KEA Sprengen (Masse)	[GJ/t]	1,54E-03	2,63E-03	71%
KEA gesamt Summe 20 Jahre	[GJ]	9.205,00	15.760,40	71%

KEA Laden

Der Annahme, dass in beiden Modelle eine gleiche Ladeleistung erreicht wird, folgt auch ein konstanter KEA für das Laden. Gegebenenfalls sind noch weitere Spezifizierungen notwendig, die aber weitere detaillierte Untersuchungen erfordern. Dies soll nicht Gegenstand dieser Arbeit sein. Der KEA für das Laden ist 41% höher als beim Sprengen im Modell BuS B-3 (Tabelle 7.14).

Tabelle 7.14: KEA für den Prozess Laden, BuS-3

Modell		BuS-3
KEA Stahlbau Lader	[GJ]	552,93
KEA Reifen Lader	[GJ]	191,95
KEA Kunststoffe Lader	[GJ]	32,44
KEA Lader	[GJ]	777,32
KEA Lader Jahr	[GJ/a]	69,42
KEA Lader Diesel Jahr	[GJ/a]	1.038,49
KEA Lader gesamt Jahr	[GJ/a]	1.107,90
KEA Lader gesamt (Masse)	[GJ/t]	3,70E-03
KEA gesamt 20 Jahre	[GJ]	22.158,07

KEA Transportieren

Auch für das Transportieren gibt es keinen Unterschied zwischen Modell BuS A-3 und B-3. Der KEA beträgt ca. das 3-Fache des Ladens (Tabelle 7.15).

Tabelle 7.15: KEA für den Prozess Transportieren, BuS-3

		SKW1 (Cat769)	SKW2 (HD225)	Summe
Anteil Stahl SKW	[kg]	26.664,00	19.272,00	
Reifengewicht SKW	[kg]	3.000,00	2.400,00	
Kunststoffe SKW	[kg]	636,00	228,00	
KEA Stahlbau SKW	[GJ]	530,64	383,53	
KEA Reifen SKW	[GJ]	287,92	230,34	
KEA Kunststoffe SKW	[GJ]	49,60	17,78	
KEA SKW	[GJ]	868,16	631,65	
KEA SKW Jahr	[GJ/a]	162,59	49,33	211,92
KEA SKW Diesel Jahr	[GJ/a]	2.598,70	685,26	3.283,96
KEA SKW gesamt Jahr	[GJ/a]	2.761,29	734,59	3.495,87
KEA SKW gesamt (Masse)	[GJ/t]	9,23E-03	2,45E-03	1,17E-02
KEA gesamt Summe 20 Jahre	[GJ]	55.225,73	14.691,73	69.917,46

KEA Vorbrechen

Der Brecher im Modell BuS B-3 ist ca. 12 % schwerer als jener im Modell A-3. Daraus folgt ein 12% höherer KEA für die Herstellung der Anlage. Unter Berücksichtigung von Herstellung und Nutzung (Energieverbrauch) ist der KEA-gesamt im Modell B-3 ca. 27% höher als im Modell A-3. Im Vergleich zum Transport ist der KEA beim Vorbrechen im Modell A-3 ca. 13% niedriger und im Modell B-3 ca. 11% höher (Tabelle 7.16).

Tabelle 7.16: KEA für den Prozess Vorbrechen, BuS-3

Modell		BuS A-3	BuS B-3	Diff. B zu A [%]
Gewicht	[kg]	88.600,00	99.600,00	12%
KEA Brecher	[GJ]	1.763,23	1.982,14	12%
KEA Brecher Jahr	[GJ/a]	88,16	99,11	12%
KEA Brecher E-Energie Jahr	[GJ/a]	2.961,27	3.780,04	28%
KEA Brecher gesamt Jahr	[GJ/a]	3.049,43	3.879,15	27%
KEA Brecher gesamt (Masse)	[GJ/t]	1,02E-02	1,29E-02	27%
KEA gesamt Summe 20 Jahre	[GJ]	60.988,50	77.583,05	27%

Zusammenfassung KEA für die Modelle BuS-3

Wie in der Abbildung 41 zu erkennen ist, sind im Modell BuS A-3 der Prozess Transportieren und im Modell B-3 der Prozess Vorbrechen primärenergetisch am aufwendigsten. Werden die Prozesse Bohren und Sprengen getrennt betrachtet, so beanspruchen sie primärenergetisch die geringsten Aufwände. Gehen diese Prozesse als ein Prozess „Lösen“ in den KEA-gesamt ein, so beinhaltet der Prozess Lösen im Modell BuS A-3 den niedrigsten Anteil am KEA-gesamt. Im Modell BuS B-3 hingegen beträgt der Anteil für den Prozess Lösen 15% vom KEA-gesamt und liegt damit über dem Anteil vom Laden. In Summe beträgt der KEA für das Modell A-3 ca. 28 MJ/t. Für das Modell B-3 ist der KEA ca. 18% höher und beträgt ca. 33 MJ/t (Anlage 28.2).

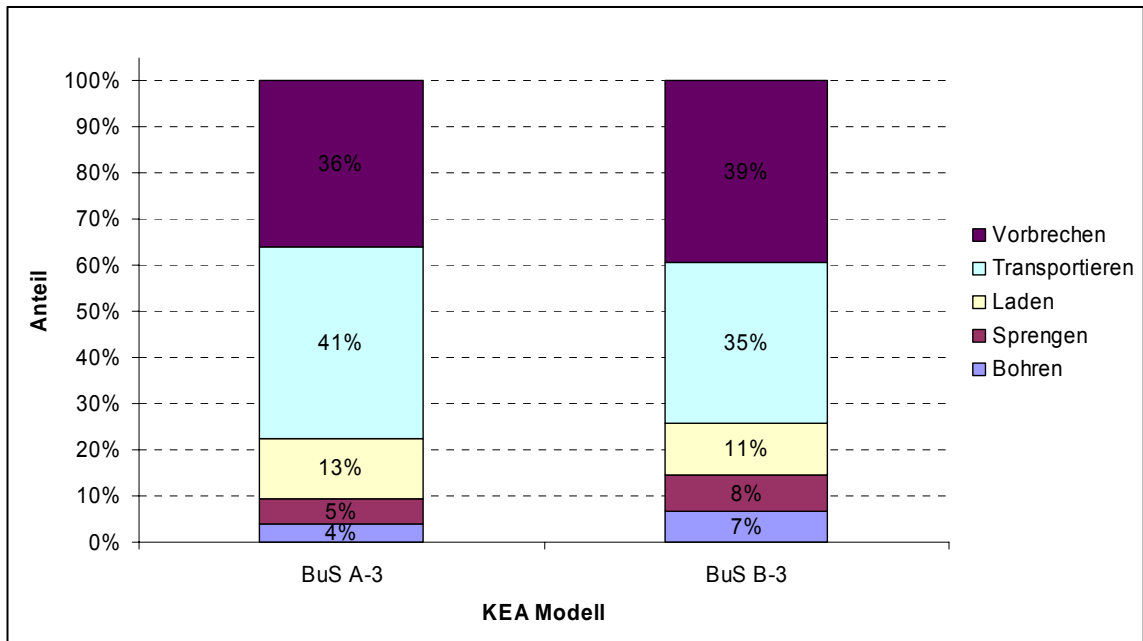


Abbildung 41: Anteile der Prozesse am KEA-gesamt, BuS-3

7.1.6 Flächeninanspruchnahme bei den Modellen BuS-3

Die Flächeninanspruchnahme ist vom Gestein unabhängig. Die insgesamt in Anspruch genommene Fläche beträgt 56.237 m² (5,62 ha). Von den 20 Jahren Abbauezeit erfolgten unterschiedliche Flächenzuwächse in jeweils 10 Jahren. Der höchste Flächenzuwachs wurde mit ca. 1,05 ha im 1. Jahr erreicht. Der letzte Flächenzuwachs erfolgte im Jahre 14. Die spezifische Flächeninanspruchnahme nach Gleichung (3.3) beträgt ca. 94 cm²/t und die mittlere spezifische Flächeninanspruchnahme nach Gleichung (3.4) beträgt 175 cm²/t. Eine tabellarische Übersicht über die Flächeninanspruchnahme befindet sich in der Anlage 29.1 und eine grafische Darstellung in der Abbildung 62 auf der Seite 147.

7.2 Modelle HYHA-3

7.2.1 Erschütterung

Im Gegensatz zum Bohren und Sprengen werden über die gesamte Lösezeit Schwingungen durch den Hydraulikhammer erzeugt. Jedoch sind diese nicht so intensiv, wie die von einer Sprengung, und führen nicht zu solch hohen Schwingungen bzw. Schwinggeschwindigkeiten. Beim Einsatz des Hydraulikhammers wird bei jedem Hammerschlag eine Energie von ca. 20 kJ in das Gestein eingetragen.

Beim Sprengen ist mit einem Erschütterungsereignis von ca. 5 s pro Sprengung zu rechnen. In den Modellen BuS-3 sind 21 Erschütterungsereignisse notwendig, demnach 105 s Erschütterungszeit. Unter Berücksichtigung einer Lösezeit von 70% ist im Modell HYHA A-3 mit einer Erschütterungszeit, verursacht durch das Lösegerät, von 1.180 h/a und im Modell HYHA B-3 mit einer Erschütterungszeit 1.187 h/a zu rechnen.

Da im Modell HYHA B-3 zeitweise zwei Hämmer im Einsatz sind, wird die doppelte Erschütterungsintensität berücksichtigt (vgl. Abschnitt 3.2.2, Seite 28).

Ein Beispiel aus der Praxis hat gezeigt, dass die Konfliktsituation, zwischen einem Steinbruch und einem anliegenden Betrieb aufgrund eines Hydraulikhammereinsatzes behoben werden konnte [121].

7.2.2 Schall

Schallemissionen

Die Schall-Emissionen und -Immissionen werden mithilfe der gleichen Vorgehensweise errechnet wie beim Bohren und Sprengen. Für die Modelle HYHA-3 wurden die zwei Szenarios 5.1 und 15.3 festgelegt. Das Szenario 5.1 beschreibt den Abbau auf der ersten Arbeitsebene im Jahr 5 und das Szenario 15.3 den Abbau auf der sechsten Arbeitsebene im Jahr 15 (Anlage 26.2).

Für das Modelle HYHA A-3 sind im Schallszenario 5.1 die Maschinen Hydraulikhammer, Hydraulikbagger, Radlader, SKW1 (CAT769) und Vorbrecher 1612-A unter Berücksichtigung der in der Tabelle 7.17 dargestellten Zeiten pro Tag im Einsatz.

Durch diese Maschinen wird eine Schallleistung von 118,5 dB(A) emittiert. Im Szenario 15.3 ist zusätzlich der zweite SKW im Einsatz. Dadurch beträgt die Summe der Schallleistungspegel 118,7 dB(A).

Tabelle 7.17: Schallrelevante Daten für die Modelle HYHA A-3 und HYHA B-3

Maschinen-Bezeichnung	Name	Motorleistung [kW]	Schallleistungspegel [dB(A)]	Betriebszeit [h/d] ; [d]	$L_{WAeq,k}$ nach (2.4), [dB(A)]
Hydraulikhammer	HM 7000		122 [23]	5,6 ; 212	117
Hydraulikbagger	CAT365	287	107 [104]	8 ; 212	104
Radlader	CAT 980	232	108 [104]	3,5 ; 212	104
SKW	HD 225	235	108 [Schätzung]	7,7; variiert	105
SKW	CAT 769	363	110 [104]	8 ; 212	107
Vorbrecher	1612-A	134	110 [121]	8 ; 212	107
Vorbrecher	1612-B	190	110 [121]	8 ; 212	107

Im Modell HYHA B-3 ist eine weitere Löseeinheit im Einsatz, was einen Schallleistungspegel von 121,1 dB(A) für die Situation 5.1 zur Folge hat. Durch einen zusätzlichen SKW in der Situation 15.3 wird der Gesamtschallleistungspegel unwesentlich auf 121,2 dB(A) verändert.

Schallimmissionen für das Modell HYHA A-3

Für die Szenarien erfolgt jeweils eine Immissionsberechnung auf der Grundlage der VDI 2714. Die Karte mit den Emissions- und Immissionspunkten ist in der Anlage 26.2 dargestellt.

Die Abbaustände und die Maschinen dieser Szenarios befinden sich sowohl auf der 1. Arbeitsebene als auch auf der 6. Arbeitsebene in der Mitte des Abbaufeldes. Die Schallimmissionen für das Modell HYHA A-3 sind in der Tabelle 7.18 dargestellt. In der Tabelle 7.18 fällt auf, dass mit zunehmendem Abbau die Schallimmission für den Immissionspunkt A (IA) nahezu konstant bleibt. Die Ursache hierfür liegt in der Anordnung der Maschinen. Während beim Bohren und Sprengen das Bohrgerät in den ersten Jahren auf dem Niveau der Tagesoberfläche arbeitet, arbeiten die Gewinnungsgeräte beim Abbau mit Hydraulikhammer auf dem Niveau -10 m, was zu

einer Schallabschirmung führt. Aufgrund dessen, dass die Löseeinheit jeden Tag 8 Stunden im Einsatz ist, liegt aber die Schallimmission im Vergleich zum Bohren und Sprengen bei den anderen Immissionspunkten mindestens 3 dB höher (1. Arbeitsebene). Im Szenario 15.3 sind die Immissionen ca. 10 bis 13 dB niedriger als im Szenario 5.1. Beim Bohren und Sprengen waren die Unterschiede nicht so deutlich, hier lag die Differenz zwischen 6 und 8 dB.

Tabelle 7.18: Schallimmissionen für das Modell HYHA A-3

HYHA A-3 Name Immissionspunkt	L _s [dB(A)] Abbau auf 1. AE Szenario 5.1	L _s [dB(A)] Abbau auf 6. AE Szenario 15.3	Differenz
HYHA-3-IA	57,14	57,29	-0,16
HYHA-3-IB	65,09	53,05	12,04
HYHA-3-IC	65,75	52,75	13,01
HYHA-3-ID	65,39	55,32	10,07
Mittelungspegel	64,4	55,0	9,37

Für das Modell HYHA A-3 beträgt der mittlere Schalldruckpegel der Immissionspunkte für das Szenario 5.1 (Abbau auf der 1. Arbeitsebene) 64,4 dB(A) und für das Szenario 15.3 (Abbau auf der 6. Arbeitsebene) 55,0 dB(A). Demnach liegt der mittlere Schalldruckpegel beim Abbau mit dem Hydraulikhammer zu Beginn des Abbaus ca. 2,8 dB höher und gegen Ende etwa in gleicher Höhe wie beim Bohren und Sprengen.

Schallimmissionen für das Modell HYHA B-3

Für das Modell HYHA B-3 sind 2 Hydraulikhämmer und 2 Hydraulikbagger im Einsatz. Daraus resultiert eine höhere Schallleistung im Tagebau. Die mittlere Schallimmission der 4 Immissionspunkte ist mit 66,9 dB(A) für das Szenario 5.1 ca. 2,5 dB(A) und mit 56,0 dB(A) für das Szenario 15.3 ca. 1,0 dB (A) höher als im Modell HYHA A-3. Für das Modell HYHA B-3 bedeutet dies eine Verschlechterung der Immissionssituation gegenüber dem Bohren und Sprengen um ca. 3,9 dB zu Beginn des Abbaus. In der Endphase des Abbaus liegt der mittlere Schallpegel beim Hydraulikhammer etwa in gleicher Höhe wie beim Bohren und Sprengen. Die Übersicht der Schallimmissionen befindet sich in der Anlage 26.2.

7.2.3 Staubemission

Eine quantitative Ermittlung des Staubanfalls beim Lösen mit Hydraulikhammer erfolgte bisher nicht. Durch einen Vergleich mit anderen Löseverfahren versucht TODZI [145], den Staubanfall und den Steinflug mit anderen Gewinnungsverfahren qualitativ zu vergleichen. Jedoch ist eine eindeutige Zuordnung zwischen Staub oder/und Steinflug nicht erkennbar. Zudem wird angemerkt, dass mit einer Abnahme der Löseleistung die Staubemission ansteigt. Aus einer anderen Untersuchung geht hervor, dass der Staubanfall beim Lösen mit dem Hydraulikhammer ca. das 1,7-Fache vom Bohren und Sprengen beträgt [124]. Auch diese Festlegung ist nur eine Schätzung. Des Weiteren wird der Staub in beiden Quellen nicht nach seiner Korngröße klassifiziert.

Für eine Ermittlung der Staubemission sind folgende Einflüsse zu berücksichtigen. Staub entsteht durch mechanische Beanspruchung des Gesteins. Dies geschieht beim Lösen

1. in unmittelbarer Nähe des Werkzeuges (Zermalmungszone),
2. an den Bruchflächen des Gesteins,
3. durch die Bewegung des bereits gelösten Materials.

Die Punkte 1 und 2 beinhalten die Löseeigenschaften des Gesteins. Ein leicht lösbares Gestein hat weniger Zermalmungszone zur Folge, da der Hammer nicht so tief eindringen muss, um es herauszubrechen. Der Einfluss von offenen und geschlossenen Klüften auf die Staubbildung ist ungewiss.

Die Bewegung des Materials kann durch die Festlegung des Abbaufverfahrens (hier vor allem die Abbaugeometrie an der Gewinnungsböschung) beeinflusst werden. Fällt das Material von einer hohen Gewinnungsböschung auf die Sohle, so ist dies mit einer größeren Staubbildung verbunden als bei einem Lösen direkt auf der Sohle.

Diese Überlegungen verdeutlichen die komplexen Zusammenhänge bei der Staubbildung durch das mechanische Lösen. Eine tiefgründige Analyse dieser Prozesse ist nicht Gegenstand der Arbeit. Daher erfolgt für das Lösen nur eine Abschätzung. Die Entscheidung macht insofern Sinn, da die rechnerische Abschätzung der Staubemission für das Abbausystem Bohren und Sprengen einen Staubanteil für das Lösen von 0,23% ergeben hat. Sind die Staubemissionen beim Hydraulikhammer im schlechtesten Fall doppelt so hoch, so ist der Einfluss auf das Abbausystem ebenfalls sehr gering. Die Staubemissionen für das Lösen mit Hydraulikhammer betragen in diesem Fall ca. 2,5 g/t. Da hier das gleiche Ladegerät wie beim Bohren und Sprengen zum Einsatz kommt, findet keine Änderung der Staubemission für das Laden statt. Demnach beträgt die Staubemission für das Laden 58,7 g/t. Die Staubemission, welche beim Transport des Materials entsteht, ist von der gefahrenen Streckenlänge abhängig. Die Summe aller gefahrenen Kilometer unterscheidet sich zum Bohren und Sprengen nicht wesentlich. Demzufolge beträgt die Staubemission 320 g/t. Für die Staubemission beim Vorbrechen wird wie beim Bohren und Sprengen ein Wert von 0,32 g/t berücksichtigt. Zusammenfassend unterscheiden sich die Staubemissionen im Vergleich zum Bohren und Sprengen nicht. Sie betragen insgesamt 388 g/t. Davon hat das Lösen mit dem Hydraulikhammer einen Einfluss von 0,6%. In der Abbildung 42 sind die Staubanteile für das Modell HYHA A-3 dargestellt.

Für die Staubentwicklung im Modell B wird festgelegt, dass die Abnahme der Löseleistung einen äquivalenten Anstieg der Staubemission bewirkt. Daher erhöht sich die Staubemission für das Lösen um 42%. Dies ändert die Aufteilung der Staubanteile in der Abbildung 42 nicht und die Gesamtstaubemission unwesentlich auf 389 g/t.

Aus den Annahmen zur Berechnung der Staubemission werden zwei Tatsachen deutlich. Zum einen ist die Staubemission durch den Löseprozess im Verhältnis zur Gesamtstaubemission sehr klein und zum anderen sind die Annahmen für die Staubemission beim Prozess „Lösen“ sehr wage.

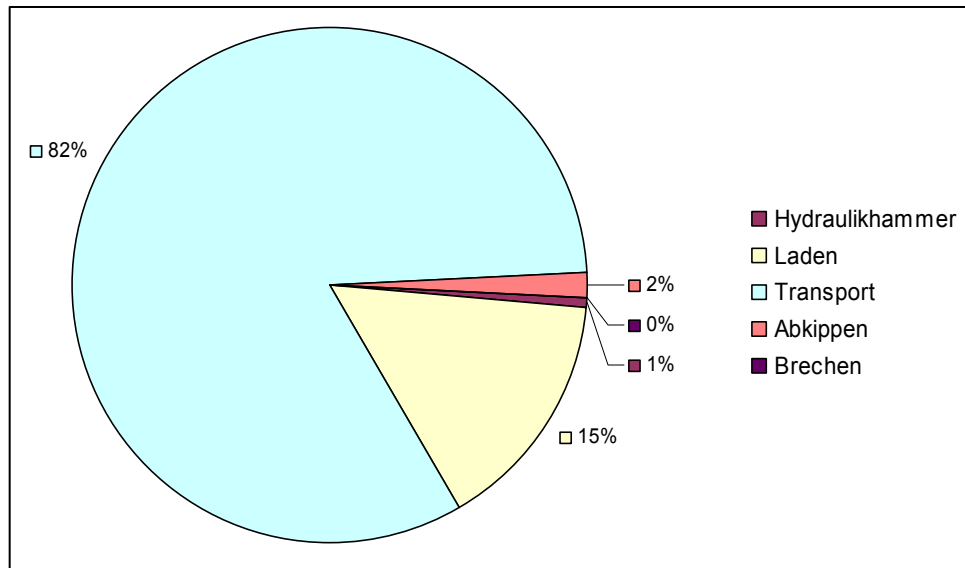


Abbildung 42: Staubanteile für das Modell HYHA A-3

7.2.4 Gasförmige Emissionen zur Bereitstellung und Nutzung

Für die Berechnung der gasförmigen Emissionen im Abbausystem der schlagenden Gewinnung werden die folgenden Maschinen berücksichtigt:

- Hydraulikhammer (Lösen)
- Hydraulikbagger (Lösen)
- Radlader (Laden)
- SKW (Transportieren)
- Vorbrecher (Vorzerkleinern)

Lösen HYHA A-3

Zum Lösen des Gesteins A wird ein Hydraulikhammer mit einem Gewicht von 7 t benötigt. Dieser besteht größtenteils aus Stahl und zu 3% aus Kunststoff. Der dazugehörige Hydraulikbagger hat ein Gewicht von 70 t und besteht ebenfalls zu 3% aus Kunststoff, der Rest ist Stahl. Bei einer effektiven Löseleistung von 178 t/h ist die Löseeinheit 1.685 h/a im Einsatz. Für den Hammer wird eine wirtschaftliche Betriebszeit von 7.000 Stunden und für den Hydraulikbagger von 15.000 Stunden angenommen (Abschnitt 6.4.1). Danach erfolgt eine Neuinvestition. Demnach werden die Emissionen für den Hydraulikhammer in ca. vier Jahren und für den Hydraulikbagger in neun Jahren linear abgeschrieben. Hiernach betragen die CO₂-äquivalenten Emissionen zur Herstellung der Maschinen Hydraulikbagger und Hydraulikhammer in Summe 15.055 kg/a.

Die Emissionen der Nutzung resultieren aus den Energieverbräuchen. Die Löseeinheit benötigt ca. 112.812 l/a Diesel. Dies hat eine CO₂-äquivalente Emission von 350.886 kg/a zur Folge, was etwa dem 4-Fachen vom Bohren und Sprengen entspricht.

Die SO₂-äquivalenten Emissionen betragen summiert auf 20 Jahre 67.412 kg (11 g/t), davon sind ca. 87% direkte Emissionen. Im Vergleich zum Bohren und Sprengen A-3 stellt der Wert der SO₂-Äquivalente eine Zunahme um den Faktor 6 dar. Die TOPP-äquivalenten Emissionen betragen 17 g/t, was ebenfalls einer Erhöhung um den Faktor

6 entspricht. Die zusammenfassende Darstellung der CO₂-Äquivalente der Löseeinheit befindet sich in der Tabelle 7.19. In der Anlage 27.7 erfolgt eine detaillierte Darstellung aller Emissionsäquivalente.

Lösen HYHA B-3

Beim Lösen im Modell B ist, aufgrund der Löseleistung von 104 t/h pro Löseeinheit, der Einsatz einer zweiten Löseeinheit notwendig. Die Größe des Hammers und des Baggers bleibt unverändert. Beide Löseeinheiten sind in Summe 2.885 h/a im Einsatz. Hierfür beträgt die CO₂-äquivalente Emission der Herstellung ca. 25.768 kg/a.

Die CO₂-äquivalenten Emissionen aus der Nutzung der Maschinen betragen ca. 600.555 kg/a, was einer Erhöhung gegenüber dem Modell A von ca. 71 % entspricht. In der Tabelle 7.19 sind die CO₂-Äquivalente dargestellt.

Tabelle 7.19: CO₂-Äquivalente beim Lösen mit Hydraulikhammer, HYHA 3

		HYHA A-3	HYHA B-3	Anstieg
Stahl Löseeinheit	[kg]	74.690,00		-
Kunststoff Löseeinheit	[kg]	2.310,00		-
Emissionen Stahl Löseeinheit	[kg]	115.769,50		-
Emissionen Kunststoff Löseeinheit	[kg]	5.659,50		-
Emission Löseeinheit	[kg]	121.429,00		-
Emission Löseeinheit Jahr	[kg/a]	15.055,65	25.768,32	71%
Diesel Löseeinheit Jahr	[l/a]	112.812,05	193.082,16	71%
Emissionen Diesel Jahr	[kg/a]	350.886,31	600.555,42	71%
Emissionen Diesel direkt	[kg/a]	295.277,10	505.378,11	71%
Emissionen Löseeinheit gesamt Jahr	[kg/a]	363.285,08	621.776,39	71%
Emissionen Löseeinheit gesamt (bez. auf Masse)	[kg/t]	1,22	2,09	71%
Emissionen Löseeinheit gesamt direkt (bez. auf Masse)	[kg/t]	0,99	1,69	71%
Emission Summe 20 Jahre	[kg]	7.318.839,16	12.526.474,73	71%
Emission Summe 20 Jahre direkt	[kg]	5.905.541,95	10.107.562,19	71%

Die SO₂-äquivalenten Emissionen betragen, bezogen auf 20 Jahre, 115.379 kg (19 g/t), davon sind ca. 87% direkte Emissionen. Die TOPP-äquivalenten Emissionen betragen 29 g/t, davon sind 93% direkte Emissionen. Die Gesamtdarstellung aller Emissionen für das Modell HYHA B-3 befindet sich in der Anlage 27.7.

Generell sind die Emissionen für das Lösen durch den Hydraulikhammer im Gestein B-3 ca. 71% höher als beim Gestein A-3.

Laden HYHA-3

Bei der Gewinnung mit dem Hydraulikhammer kommt die gleiche Lader-Transportgeräte-Kombination zum Einsatz wie beim Bohren und Sprengen. Da weniger Haufwerk vor der Böschung liegt, wurde die Basisarbeitstaktzeit erhöht (Abschnitt 5.2.3). Dadurch ändert sich die Ladeleistung, was zu einer Erhöhung der jährlichen Betriebszeit führt. Dies äußert sich auch in den jährlichen Emissionen der Herstellung und Nutzung. Daher sind die die Gesamtemissionen ca. 7% höher als beim Bohren und

Sprengen. Die CO₂-Werte sind in der Tabelle 7.20 dargestellt. Die Darstellung der SO₂- und TOPP-Äquivalente befindet sich in der Anlage 27.8.

Tabelle 7.20: CO₂-Äquivalente beim Laden, HYHA-3

Emission Lader Jahr	[kg]	4.285,02
Verbrauch Ladegerät	[l/a]	27.444,95
Emission Lader Diesel	[kg/a]	85.363,72
Emission Lader Diesel direkt	[kg/a]	71.835,09
Emission Lader gesamt Jahr	[kg/a]	89.648,74
Emission Lader gesamt (bezogen auf Masse)	[kg/t]	0,30
Emission Lader gesamt direkt (bezogen auf Masse)	[kg/t]	0,24
Emission Summe 20 Jahre	[kg]	1.792.974,86
Emission 20 Jahre direkt	[kg]	1.436.701,89

Transportieren HYHA-3

Für das Transportieren im Abbausystem Hydraulikhammer treffen die gleichen Annahmen wie beim Bohren und Sprengen zu (2 unterschiedliche SKW). Als Folge des geringeren Dieserverbrauches von ca. 2%, sind die Emissionen ca. 2% niedriger als beim Bohren und Sprengen. Der geringere Dieserverbrauch ist auf die geringere Hubarbeit zurückzuführen, welche mit der Kennzahl „Massenweg bergauf“ korreliert. Beim Vergleich der Tabelle 7.21 mit der Tabelle 7.20 ist zu erkennen, dass die gesamten Emissionen beim Transportieren ca. das 2,9-Fache des Ladens betragen. Die Emissionen sind im Wesentlichen auf den Dieserverbrauch zurückzuführen (96%). Sowohl beim Laden als auch beim Transportieren sind ca. 80% der gesamten CO₂-äquivalenten Emissionen direkte Emissionen im Tagebau.

Tabelle 7.21: CO₂-Äquivalente beim Transportieren im Model HYHA-3

Maschinenbezeichnung		SKW1 (Cat769)	SKW2 (HD225)	Summe SKW
Anteil Stahl SKW	[kg]	26.664,00	19.272,00	
Reifengewicht SKW	[kg]	3.000,00	2.400,00	
Kunststoffe SKW	[kg]	636,00	228,00	
Emission Stahlbau SKW	[kg]	41.329,20	29.871,60	
Emission Reifen SKW	[kg]	10.080,00	8.064,00	
Emission Kunststoffe SKW	[kg]	1.558,20	558,60	
Emission SKW	[kg]	52.967,40	38.494,20	
Emission SKW Jahr	[kg/a]	8.239,10	2.493,06	10.732,16
Energieverbrauch SKW	[l/a]	62.884,08	27.167,15	90.051,23
Emission SKW Diesel	[kg/a]	195.592,24	52.463,68	248.055,92
Emission SKW Diesel direkt	[kg/a]	164.594,36	44.149,12	208.743,48
Emission SKW gesamt Jahr	[kg/a]	203.831,34	54.956,74	258788,08
Emission SKW gesamt (Masse)	[kg/t]	0,68	0,18	0,86
Emission SKW gesamt direkt (Masse)	[kg/t]	0,55	0,15	0,70
Emission Summe 20 Jahre	[kg]	4.076.626,79	1.099.134,71	5.175.761,50
Emission Summe 20 Jahre direkt	[kg]	3.291.887,25	882.982,42	4.174.869,67

Die Emissionen liegen in den Modellen HYHA-3 beim Laden ca. 7% höher als in den Modellen BuS-3. Die Emissionen beim Transportieren sind in den Modellen HYHA-3 geringfügig niedriger. In Summe sind jedoch die Emissionen aus beiden Prozessen für beide Modelle etwa gleich hoch.

Die SO₂-Emissionen und die TOPPs sind beim Transport auf das Dreifache des Ladens angestiegen. Dies entspricht einem Wert von ca. 8 g/t für SO₂ und ca. 12 g/t für die TOPPs. Bei den SO₂-Äquivalenten sind 87% und bei den TOPPs sind 93% direkte Emissionen. Die Tabellen befinden sich in der Anlage 27.9.

Vorbrechen, HYHA A-3

Die stationäre Vorbrechanlage besitzt ein Gewicht von 88,6 t und besteht zu 100% aus Stahl. Die installierte elektrische Leistung beträgt 211 kW. Die CO₂-äquivalenten Emissionen der Herstellung betragen 137 t. Bei der Nutzung der Anlage werden ca. 171 t/a CO₂-Äquivalent emittiert, dies sind ca. 70% der Emissionen aus der Diesel-Bereitstellung und -Verbrennung beim Transportieren. Die Gesamtemissionen sind beim Vorbrechen ca. 31% geringer als beim Transportieren. In der Tabelle 7.22 sind die CO₂-Äquivalente dargestellt. Die beschriebenen Verhältnisse zum Transportieren haben sich nicht geändert, sie verhalten sich nahezu äquivalent dem Modell BuS A-3. Geändert haben sich die Emissionen aus dem Energieverbrauch um ca. 3%, was durch die Annahme der elektrischen Leistung aus dem Abschnitt 5.2.5 nachvollziehbar ist. Diese Änderung wirkt sich auch auf die Summe der Emissionsäquivalente aus.

Die SO₂-äquivalenten Emissionen betragen 5,1 t (0,9 g/t), dies sind 11% jener Emissionen beim Transportieren. Die TOPP-äquivalenten Emissionen betragen 0,9 g/t und entsprechen somit 7% der Emissionen des Transportierens. Diese Emissionen beim Brechen entstehen nicht im Tagebau. Die geringe Änderung der Emissionsäquivalente für SO₂ und TOPP durch die Änderung der elektrischen Leistung macht sich bei der Aufzählung dieser kaum bemerkbar.

Vorbrechen, HYHA B-3

Beim Vorbrechen im Modell B-3 sind generell die CO₂-, SO₂- und TOPP-Äquivalente ca. 26% höher als die im Modell A-3 (Tabelle 7.22 u. Anlage 27.10).

Tabelle 7.22: CO₂-Äquivalente beim Vorbrechen, HYHA-3

		HYHA A-3	HYHA B-3	Anstieg A-B
Gewicht	[kg]	88.600,00	99.600,00	12%
Emission Brecher	[kg]	137.330,00	154.380,00	12%
Emission Brecher Jahr	[kg/a]	6.866,50	7.719,00	12%
E-Energieverbrauch	[kWh/a]	267.445,06	338.425,73	27%
Emission Brecher E-Energie	[kg/a]	171.378,79	216.863,21	27%
Emission Brecher gesamt Jahr	[kg/a]	178.245,29	224.582,21	26%
Emission Brecher gesamt (Masse)	[kg/t]	0,59	0,75	26%
Emission Summe 20 Jahre	[kg]	3.564.905,77	4.491.644,23	26%
Emission Summe 20 Jahre direkt	[kg]	0,00	0,00	

Zusammenfassung der Emissionen für die Modelle HYHA-3

Für die Modelle HYHA-3 entstehen die in der Tabelle 7.23 dargestellten spezifischen Emissionsäquivalente. Die Unterschiede der Emissionsäquivalente zwischen Modell A und B betragen 35% bis 37%.

Tabelle 7.23: Emissionen für die Modelle HYHA A-3 und B-3

Emissions-Kategorie	Emission gesamt A-3 [kg/t Gestein]	Emission gesamt B-3 [kg/t Gestein]	Anstieg [%]
CO ₂ -Äquivalent	2,98E+00	4,02E+00	35%
SO ₂ -Äquivalent	2,28E-02	3,11E-02	36%
TOPP-Äquivalent	3,39E-02	4,63E-02	37%

Die relativen Anteile der Prozesse an der Gesamtemission sind in der Abbildung 43 für beide Modelle dargestellt. Hierbei wird deutlich, dass der Prozess Schlagen (Hydraulikhammer) den größten Anteil bei allen Emissionsäquivalenten aufweist. Beim Prozess Transportieren entsteht stets die zweitgrößte Menge an Emissionsäquivalenten. Das Vorbrechen in beiden Modellen HYHA-3 hat beim CO₂-Äquivalent einen Anteil von ca. 20% bei den anderen Äquivalenten nur einen Anteil kleiner 5%. Das Laden besitzt bei allen Äquivalenten einen geringen Anteil von ca. 10%.

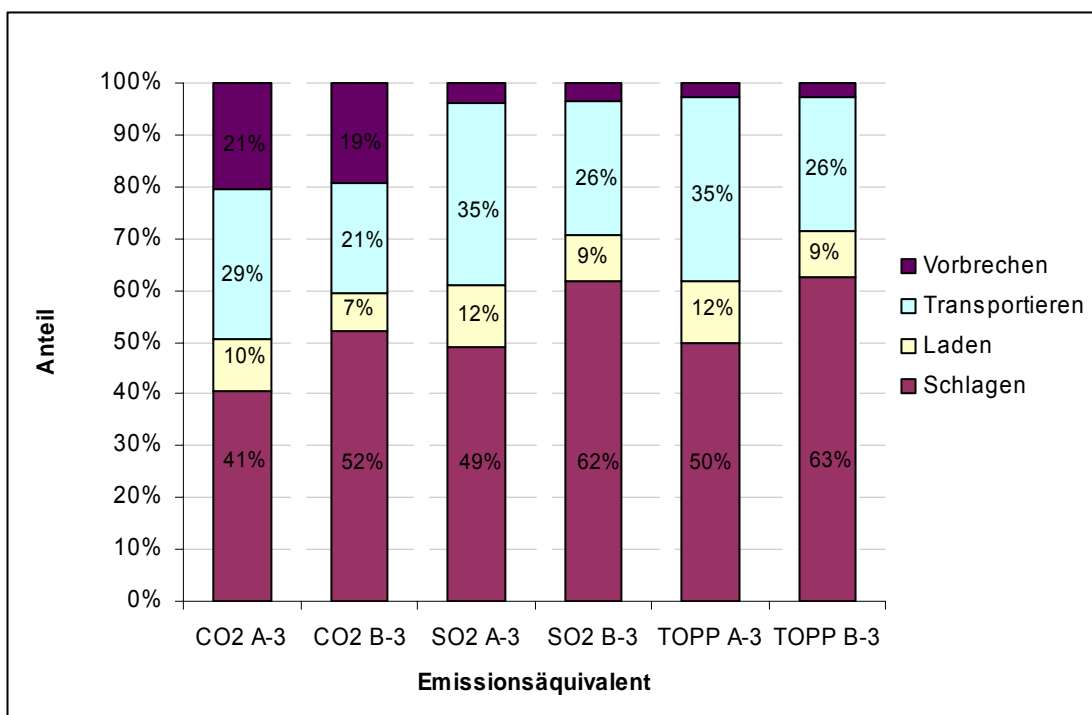


Abbildung 43: Anteile der Prozesse an den Emissionsäquivalenten, HYHA-3

Beim Modell HYHA B-3 entspricht die Reihenfolge der Emissionsanteile im Wesentlichen dem Modell HYHA A-3. Die absolute Änderung der Emissionen für das Lösen bewirkt einen Anstieg der relativen Emissionsanteile für das Lösen um 10%. Demnach verringern sich auch die relativen Anteile für die Prozesse Laden und Transportieren in Summe um ca. 10 % nach unten, obwohl die Absolutwerte konstant bleiben.

Der Versuch, alle Emissionsäquivalente als Absolutwerte in einer Abbildung darzustellen, macht aufgrund der unterschiedlichen Größenordnungen wenig Sinn, denn die SO₂- und die Topp-Äquivalente betragen ca. 1% der CO₂-Äquivalente (Tabelle 7.23).

Vergleich der Emissionen HYHA-3 und BuS-3

Im Vergleich zum Bohren und Sprengen findet nur beim Lösen mit Hydraulikhammer eine wesentliche Änderung der Emissionsäquivalente statt. Während das Lösen im Modell BuS A-3, je nach Emissionsäquivalent, einen Anteil von 14 bzw. 15% ausmacht, ist der Anteil beim Modell HYHA A-3 auf mehr als das 3-Fache angestiegen. Im Modell BuS B-3 besitzt das Lösen einen Anteil von ca. 21 bzw. 22%, im Modell HYHA B-3 hingegen von 52 bzw. 63%.

Des Weiteren ist der Anstieg der Summe der Emissionsäquivalente beim Bohren und Sprengen von Modell A-3 zu B-3 - sowohl absolut als auch relativ - deutlich geringer als von HYHA A-3 zu HYHA B-3 (Abbildung 44).

Im Modell HYHA A-3 sind die CO₂-Äquivalente ca. 50% höher als im Modell BuS A-3 und im Modell HYHA B-3 sind diese Äquivalente ca. 60% höher als im Modell BuS B-3.

Unter der Berücksichtigung, dass der Vorbrecher in den Modellen HYHA A-3 und HYHA B-3 gegebenenfalls wegelassen werden kann, sind die CO₂-äquivalenten Emissionen im Modell HYHA A-3 um ca. 16% und im Modell B-3 um ca. 31% höher als bei den jeweiligen Modellen BuS A-3 und B-3. Demnach sind die Modelle HYHA-3 sowohl mit als auch ohne Vorbrecher, in Bezug auf die gasförmigen Emissionen, ungünstiger einzuschätzen als die Modelle BuS-3 (Abbildung 44).

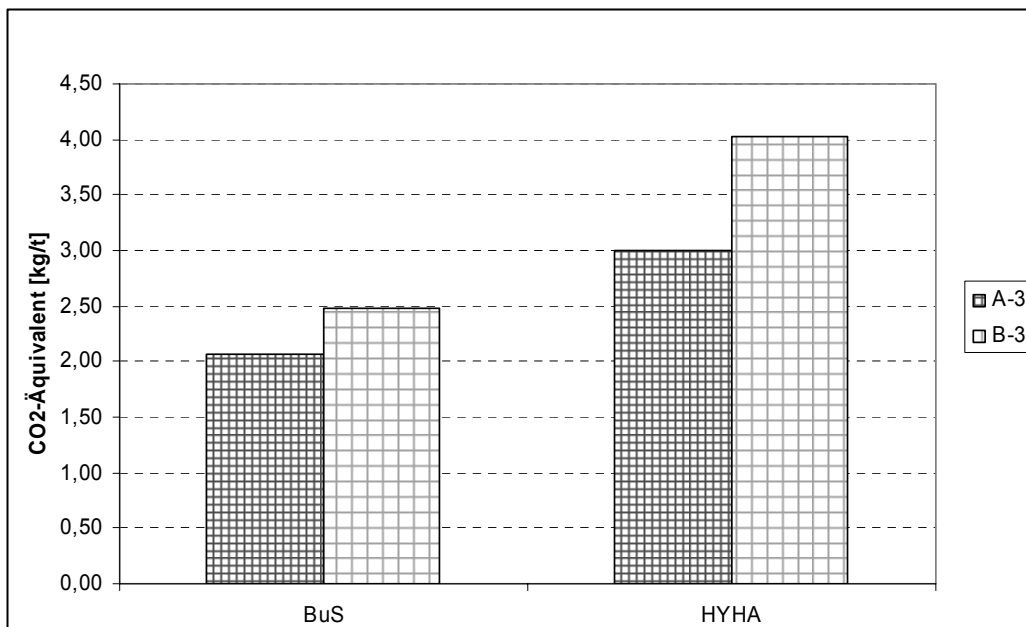


Abbildung 44: Summe CO₂-Äquivalente der Modelle HYHA-3 und BuS-3

7.2.5 KEA für die Modelle HYHA-3

Die Berechnung des Kumulierten Energieaufwandes erfolgt bei den Modellen HYHA-3 für die Prozesse Lösen mit Hydraulikhammer, Laden mit Radlader, Transportieren mit

SKW und Vorbrechen mit Zweiwalzenbrecher. Die Methodik ist hierbei die gleiche wie auch bei den Modellen BuS-3 (Abschnitt 7.1.5).

Lösen mit Hydraulikhammer

Zum Lösen wird im Modell HYHA A-3 eine Löseeinheit verwendet. Diese besteht überwiegend aus Stahl (97%) und zu einem geringen Anteil aus Kunststoff. Im Modell HYHA B-3 sind zwei Löseeinheiten in Betrieb. Die zweite ist aber nur zu 71% ausgelastet. Dies wirkt sich auf die jährliche Aufteilung des KEA der Herstellung und auf den Dieserverbrauch aus. Der KEA für das Lösen beträgt im Modell HYHA A-3 ca. 16 MJ/t und ist im Modell HYHA B-3 ca. 71% höher (27 MJ/t). Der Dieserverbrauch nimmt davon jeweils 96% in Anspruch. Der Rest geht auf die Herstellung der Maschinen zurück. Der Verschleiß des Meißels spielt eine untergeordnete Rolle von weniger als 1%. Die KEAs der Modelle HYHA-3 sind in der Anlage 28.3 dargestellt.

Gegenüber dem Lösen im Modell BuS A-3 ist im Modell HYHA A-3 ein Anstieg des KEA auf das 6-Fache zu verzeichnen. Für das Modell HYHA B-3 beträgt der KEA ca. das 5,5-Fache vom Modell BuS-3.

Laden

Der KEA für das Laden in den Modellen HYHA-3 ist mit 3,9 MJ/t ca. 7% höher als in den Modellen BuS-3. Dies ist auf die Verringerung der Ladeleistung zurückzuführen (Abschnitt 5.2.3).

Der KEA für das Laden ist deutlich geringer als der KEA für das Lösen.

Transportieren

In den Modellen HYHA-3 ist der KEA-gesamt beim Transportieren ca. 2% geringer als in den Modellen BuS-3. Er beträgt 11,4 MJ/t. Die Begründung liegt im Wesentlichen in den geringeren „Massenwegen bergauf“. In den Modellen HYHA-3 beträgt das Verhältnis von „Massenweg bergauf“ zu „Massenweg horizontal“ ca. 1,45 und in den Modellen BuS-3 beträgt dieses Verhältnis 1,78.

Vorbrechen

Der KEA für das Vorbrechen im Modell HYHA A-3 beträgt 9,9 MJ/t und ist ca. 3% geringer als im Modell BuS A-3. Beim Modell B beträgt der Unterschied 4%.

Im Vergleich zum Transport ist der KEA beim Vorbrechen im Modell A ca. 13% niedriger und im Modell B ca. 9% höher.

Die relativen Differenzen von 26% zwischen den Modellen HYHA A-3 und HYHA B-3 stimmen mit denen der CO₂-Äquivalente überein (Tabelle 7.24).

Tabelle 7.24: KEA für das Vorbrechen bei den Modellen HYHA-3

Modell		HYHA A-3	HYHA B-3	Diff. B zu A [%]
KEA E-Energie Jahr	[GJ/a]	2.881,19	3.645,86	27%
KEA gesamt Jahr	[GJ/a]	2.969,35	3.744,97	26%
KEA gesamt Masse	[GJ/t]	9,90E-03	1,25E-02	26%
KEA gesamt 20 Jahre	[GJ]	59.386,97	74.899,42	26%

Zusammenfassung des KEA für die Modelle HYHA-3

In Summe beträgt der KEA für das Modell HYHA A-3 ca. 41 MJ/t Gestein. Für das Modell HYHA B-3 ist der KEA mit 55 MJ/t ca. 34% höher. Dieser Anstieg wird durch den Anstieg des KEA beim Lösen und Vorbrechen hervorgerufen. Die KEA für die Prozesse Laden und Transportieren bleiben unverändert (Anlage 28.3).

Vergleich der KEA für die Modelle HYHA-3 und BuS-3

Wie in der Abbildung 45 zu erkennen ist, stellt der Prozess Lösen den größten Anteil des primärenergetischen Aufwandes für die Modelle HYHA-3 dar. Bei den Modellen BuS-3 sind es die Prozesse Transportieren bzw. Vorbrechen. Die KEA für die Prozesse Laden und Transportieren bleiben für alle Modelle im Wesentlichen konstant. Der KEA für das Modell HYHA A-3 ist ca. 46% höher als der KEA im Modell BuS A-3. Bei den Modellen B ist dieser Unterschied mit 64% noch deutlicher.

Könnte durch den Einsatz des Hydraulikhammers der Vorbrecher eingespart werden, so wäre der Unterschied weniger deutlich. Unter dieser Annahme ist der KEA im Modell HYHA A-3 ca. 10% und im Modell HYHA B-3 ca. 26% höher als im jeweiligen Modell BuS.

Zusammenfassend besitzt das Modell Bohren und Sprengen einen niedrigeren KEA als das Modell Hydraulikhammer.

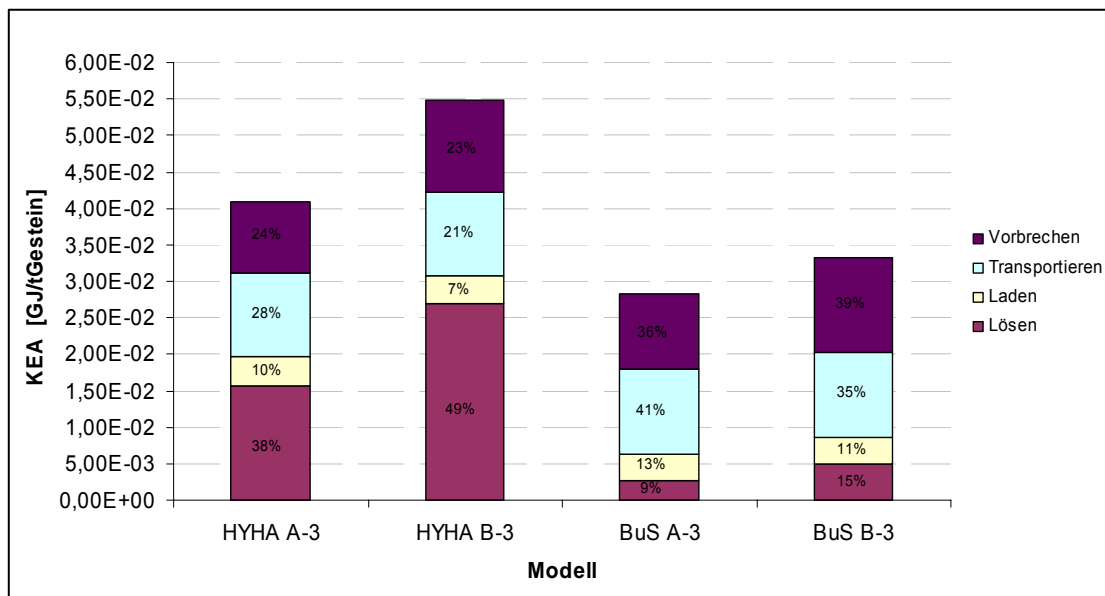


Abbildung 45: Anteile der Prozesse am KEA, HYHA-3 und BuS-3

7.2.6 Flächeninanspruchnahme für die Modelle HYHA-3

Insgesamt beträgt die benötigte Fläche für die Gewinnung mit dem Hydraulikhammer ca. 5,73 ha. Im Vergleich zum Bohren und Sprengen ist dies eine Zunahme von 2%. Diese geringe Zunahme der Fläche kommt durch den flacheren Böschungswinkel infolge zusätzlicher Arbeitsebenen zustande. Beim Bohren und Sprengen erfolgt die Gewinnung auf 4 Arbeitsebenen und beim Einsatz des Hydraulikhammers auf 6 Arbeitsebenen. Zwischen jeder Arbeitsebene wurde eine Zwischenberme von 1 m berücksichtigt.

Während der Abbaupzeit von 20 Jahren finden jeweils in 10 Jahren Flächenerweiterungen statt. Dabei erfolgt im ersten Jahr die größte Flächeninanspruch-

nahme von 1,32 ha. Die letzte Flächenerweiterung findet im Jahr 12 mit 0,62 ha statt. Die spezifische Flächeninanspruchnahme nach dem Abbau beträgt 95 cm²/t und ist ebenfalls 2% höher als beim Modell BuS-3. Die mittlere spezifische Flächeninanspruchnahme ist 7% höher als im Modell BuS-3 und beträgt 188 cm²/t (Abbildung 61 ff. u. Anlage 29.2).

7.3 Modelle BuS-9

7.3.1 Erschütterung

Bei der Gewinnung von 900.000 t/a sind 42 Sprengereignisse erforderlich. Unter Berücksichtigung der im Abschnitt 7.1.1 gemachten Annahme ist mit einer Erschütterungszeit von 210 s zu rechnen. Im Vergleich zu den Modellen BuS-3 ändert sich die Erschütterungsintensität aufgrund der gleichbleibenden Lademenge pro Bohrloch nicht.

7.3.2 Schall

Schallemission

Für die Modelle BuS-9 gelten bei der Berechnung des mittleren Schallleistungspegels die schallrelevanten Daten aus der Tabelle 7.25.

Tabelle 7.25: Schallrelevante Daten bei der Gewinnungsleistung 900.000 t/a

Maschinen- Bezeichnung	Name	Motor- leistung [kW]	Schallleistungs- pegel dB(A)	Betriebszeit [h/d] ; [d]	L _{WAeq,k} nach (2.4), [dB(A)]
Bohrgerät	ROC F6	362	120 [21]	8 ; 144	117
Bohrgerät	HBM 60	235	118 [95]	8 ; 72	115
Radlader	CAT 988	354	110 [104]	8 ; 212	107
SKW	CAT 773	501	113 [104]	8 ; 212	110
Vorbrecher	2022	400	110 [121]	8 ; 212	107
Vorbrecher	2022	560	110 [121]	8 ; 212	107

Des Weiteren sind folgende Randbedingungen gültig:

- Gesprengt wird im Abstand von 5 Arbeitstagen, d. h. jede Woche. Insgesamt erfolgen 42 Sprengereignisse im Jahr. Es wird davon ausgegangen, dass der Schallleistungspegel der Sprengung 145 dB(A) beträgt [121]. Da die Zeitdauer des Ereignisses weniger als fünf Sekunden beträgt, liegt der Beurteilungspegel 41 dB(A) niedriger als der tatsächlich auftretende Maximalpegel und ist somit niedriger als der L_{WAeq} des Bohrgerätes. Dieses ist am Tage der Sprengung nicht in Betrieb.
- Das Ereignis Sprengen wird nicht in die Berechnung des Beurteilungspegels einbezogen, trotz dessen beschreibt der Gesamtbeurteilungspegel die Situation im Sinne eines „worst case“ Szenarios.
- Das Bohrgerät ist bei jedem Einsatz 8 h pro Tag in Betrieb. Demzufolge beträgt der Schallleistungs-Beurteilungspegel L_{WAeq} 115 dB(A).
- Das Ladegerät (CAT 988) ist 8 Stunden in Betrieb. Somit beträgt L_{WAeq} 107 dB(A). Da das Geräusch für das Beladen einen deutlich hörbaren Schallimpuls bewirkt, wird hierfür ein Zuschlag von 3 dB(A) berücksichtigt.

- Der SKW CAT 773 ist 8 Stunden pro Tag in Betrieb. Daraus resultiert ein L_{WAeq} von 110 dB(A). Im Szenario 6.1 sind 2 SKW und im Szenario 15.2 sind 3 SKW im Einsatz.
- Der Vorbrecher ist 8 h pro Tag im Einsatz. Der daraus resultierende L_{WAeq} beträgt 107 dB(A).

Hieraus resultieren für das Modell A-9 die Schalleistungspegel 117,9 dB(A) für das Szenario 6.1 und 118,5 dB(A) für das Szenario 15.2. Für das Modell B-9 betragen die Schalleistungspegel 119 und 119,5 dB(A).

Schallimmission für das Modell BuS A-9

Im Modell BuS A-9 beträgt der mittlere Schalldruckpegel der Immissionspunkte 58,6 dB(A) für das Szenario 6.1 und 56,0 dB(A) für das Szenario 15.2 (Tabelle 7.26).

Tabelle 7.26: Schallimmissionen für das Modell BuS A-9

BuS A-9 Name Immissionspunkt	LS [dB(A)] Abbau auf 1. AE Szenario 6.1	LS [dB(A)] Abbau auf 4. AE Szenario 15.2	Differenz
BS-9-IA	56,9	55,0	2,0
BS-9-IB	58,3	55,6	2,7
BS-9-IC	59,6	56,3	3,4
BS-9-ID	59,1	57,1	2,0
Mittelungspegel	58,6	56,0	2,6

Schallimmission für das Modell BuS B-9

Im Modell B-9 wurden für die genannten Szenarien mittlere Schalldruckpegel von 59,8 und 57,1 dB(A) errechnet (Anlage 26.3). Die geringe Differenz zwischen den Szenarien ist auf die große Abbaufäche und somit auf die großen Entfernungen zwischen den Quellen und Immissionspunkten zurückzuführen.

Zusammenfassung für den Schall der Modelle BuS

Die Abbildung 46 macht den Unterschied zwischen dem großen und dem kleinen Tagebau deutlich. Aufgrund der geringeren Entfernungen zur Tagebaugrenze findet zu Beginn eine geringere Schalldämpfung im kleinen Tagebau statt. Mit tiefer werdendem Tagebau kommt es jedoch zu einer besseren Schallabschirmung. Deshalb nimmt die Schallimmission deutlicher ab, als bei einem größeren Tagebau. Die unterbrochene Linie zwischen den Punkten soll nur auf die Abnahme des Schalls und nicht auf den funktionellen Zusammenhang hinweisen.

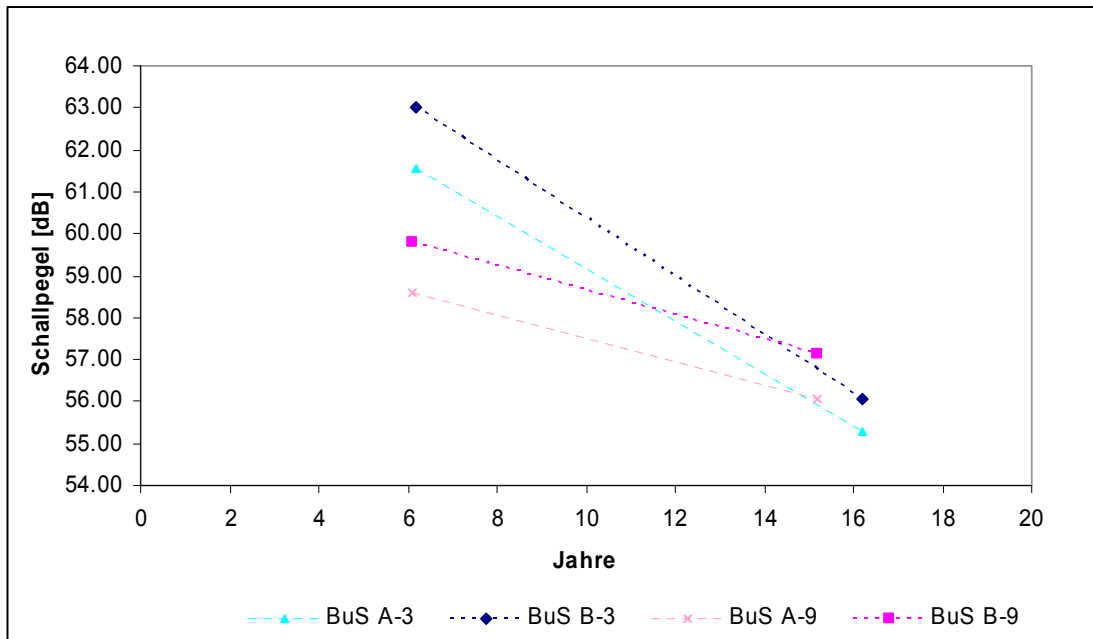


Abbildung 46: Schallimmission für die Modelle BuS-3 und BuS-9

7.3.3 Staubemission

Für das Bohren wird ein spezifischer Emissionsfaktor von 0,68 g/t Gestein angenommen. Beim Sprengen werden nach Gleichung (7.1) ca. 0,97 g/t Gestein emittiert. Das Laden hat unter Berücksichtigung der Gleichungen (7.3) bis (7.6) eine Emission von 49,94 g/t zur Folge. Unter Berücksichtigung der Gleichung (7.7) wurde aufgrund der gefahrenen Kilometer (VKT: 438.189 km) eine Staubemission von 302 g/t errechnet, zuzüglich der 5,14 g/t für das Abkippen in den Brecher, errechnet nach Gleichung (7.5). In Summe beträgt die spezifische Staubemission, verursacht durch die Prozesse: Bohren, Sprengen, Transportieren, Abkippen und Vorbrechen, ca. 359 g/t. Die Berechnungsansätze berücksichtigen bei größeren Gefäßen (Schaufel des Laders, Mulde des SKW) eine Reduzierung der spezifischen Emission. Somit ist die spezifische Staubemission für das Modell BuS A-9 ca. 7% geringer als für das Modell BuS A-3.

Tabelle 7.27: Emissionsfaktoren für das Modell BuS A-9

Prozess/Teilprozess	Emissionsfaktor [g/t]	Anteil [%]
Bohren	0,68	0,19
Sprengen	0,97	0,27
Laden	49,94	13,91
Transport	302,00	84,11
Abkippen	5,14	1,43
Brechen	0,32	0,09

Hinsichtlich der Staubemissionen für das Modell BuS B-9 sind die gleichen Annahmen wie beim Modell BuS B-3 gültig (Abschnitt 7.1.3). Demnach nehmen die Staubemissionen für das Bohren um 20% und für das Sprengen um 75% zu. Somit

betragen die Staubemissionen beim Bohren 0,82 g/t und beim Sprengen 1,70 g/t. Dadurch steigt die Gesamtstaubemission im Modell BuS B-9 auf 360 g/t Gestein an.

7.3.4 Emissionen zur Bereitstellung und Nutzung der Betriebsmittel

Die Ermittlung der Emissionen bei der Gewinnungsleistung 900.000 t/a erfolgte analog dem Abschnitt 7.1.4. Im Folgenden werden die Emissionen für die Prozesse Bohren und Sprengen, Laden, Transportieren und Vorbrechen dargestellt. Diesbezüglich befinden sich weitere umfangreiche Tabellen in der Anlage 27.11 ff.

Emissionen beim Bohren, Modell BuS A-9

Durch den Verbrauch von Diesel werden ca. 52.065 kg CO₂-Äquivalent pro Jahr emittiert. Davon sind ca. 43.814 kg direkte Emissionen im Tagebau. Durch die Bereitstellung und Nutzung von Dieseldieselkraftstoff werden pro Jahr 53.405 kg CO₂-Äquivalent, somit ca. 59 g/t Gestein emittiert. Betrachtet man die CO₂-Emissionen über die Tagebauzeit von 20 Jahren, so beinhalten die 1.068 t Gesamtemissionen ca. 82% direkte Emissionen. Die SO₂-äquivalenten Emissionen betragen summiert auf 20 Jahre 9.944 kg (0,6 g/t) davon sind ca. 88% direkte Emissionen. Die TOPP-äquivalenten Emissionen betragen 0,8 g/t davon sind 94% direkte Emissionen.

Emissionen beim Bohren, Modell BuS B-9

Der Dieserverbrauch steigt vom Modell A-9 zum Modell B-9 um 130% an, somit auch die direkten Emissionen. Die gesamten CO₂-äquivalenten Emissionen betragen beim Modell B-9 ca. 2.421 t, davon sind ca. 83% direkte Emissionen im Tagebau. Bezüglich der SO₂-äquivalenten Emissionen von 22.768 kg (1,3 g/t), werden 88% direkt im Tagebau emittiert. Die TOPP-äquivalenten Emissionen betragen 2,5 g/t, davon sind 94% direkte Emissionen.

Generell sind die Emissionen für das Bohren im Modell B-9 ca. 127% höher als im Modell A-9.

Emissionen beim Sprengen, Modell BuS A-9

Für ein Jahr werden ca. 79,7 t Sprengstoff benötigt. Dies hat eine CO₂-äquivalente Emission von 178 t/a zur Folge. Die direkten CO₂-äquivalenten Emissionen betragen beim Sprengen ca. 5% der Gesamtemission. Diese betragen in den 20 Jahren 3.747 t. Verglichen mit den CO₂-Äquivalenten des Bohrens wird beim Sprengen die 3,5-Fache Menge emittiert. Die gesamten SO₂-Äquivalente sind beim Sprengen 92% höher als beim Bohren und betragen ca. 19,0 t (1,1 g/t), davon sind 60% direkte Emissionen. Die TOPPs sind beim Sprengen ebenfalls höher als beim Bohren. Hier beträgt der Unterschied zum Bohren 117%. Der absolute Wert liegt bei ca. 1,8 g/t. Davon sind 74% direkte Emissionen.

Emissionen beim Sprengen, Modell BuS B-9

Die Emissionen beim Sprengen im Modell B-9 ändern sich ausschließlich durch die Menge des Sprengstoffs. Demnach sind die CO₂-, SO₂- und TOPP-Äquivalente ca. 61% höher als beim Modell A-9.

Laden

Die Emissionen beim Laden und Transportieren sind vom Gestein unabhängig. Das ausgewählte Ladegerät hat ein Gewicht von 50,1 t. Das Ladegerät besteht zu 92% aus Stahl, zuzüglich dem Gewicht der Reifen und dem Anteil an Kunststoff. Insgesamt entspricht es einem CO₂-Äquivalent von 15,82 t. Die Gesamtemissionen, über 20 Jahre gerechnet, betragen ca. 6.239 t. Dies sind ca. das 1,7-Fache des Sprengens (A-9) und das 5,8-Fache der CO₂-äquivalenten Emission vom Bohren (A-9).

Die SO₂-Äquivalente sind um mehr als das 3-Fache höher als beim Sprengen (A-9) und betragen 57,1 t (3,2 g/t), davon sind 87% direkte Emissionen. Die TOPPs betragen ca. 4,8 g/t, was dem 2,6-Fachen des Sprengens (A-9) entspricht. 93% der TOPPs werden direkt im Tagebau emittiert Anlage 27.13).

Transportieren

Der bei einer Förderleistung von 900.000 t/a zum Einsatz kommende SKW besitzt ein Gewicht von 34,7 t und besteht zu 88% aus Stahl, zuzüglich der Reifen und dem Anteil an Kunststoff. Während der Tagebauphase werden sieben SKW benötigt.

Die gesamten CO₂-äquivalenten Emissionen beim Transportieren betragen ca. 12.413 t (690 g/t) und damit das 2-Fache des Ladens. Circa 80% der Emissionen sind direkte Emissionen im Tagebau. Diese werden durch den Dieserverbrauch von 191.078 l/a verursacht.

Die SO₂-Emissionen und die TOPPs sind beim Transport doppelt so hoch wie beim Laden. Dies entspricht einem Wert von ca. 6,4 g/t für das SO₂ und ca. 9,6 g/t für die TOPPs. Bei den SO₂-Äquivalenten sind 87% und bei den TOPPs sind 93% direkte Emissionen.

Vorbrechen, Modell BuS A-9

Die stationäre Vorbrechanlage (Zweiwalzenbrecher, Bunker, Plattenband und Rollenrost) besitzt ein Gewicht von 186 t. Sie besteht zu 100% aus Stahl und besitzt eine installierte elektrische Leistung von 536 kW. Die CO₂-äquivalenten Emissionen der Herstellung betragen 289 t. Bei der Nutzung der Anlage werden ca. 437 t/a CO₂-Äquivalent emittiert, dies sind ca. 74% der Emissionen aus der Diesel-Bereitstellung und -Verbrennung beim Transportieren. Die Gesamtemissionen betragen ca. 9.027 t und sind ca. 27% geringer als beim Transportieren (Anlage 27.15).

Die SO₂-äquivalenten Emissionen betragen in Summe 12,86 t (0,71 g/t), dies sind 11% jener Emissionen beim Transportieren. Die TOPP-äquivalenten Emissionen betragen 0,74 g/t und entsprechen somit 8% der Emissionen des Transportierens.

Vorbrechen, Modell BuS B-9

Beim Vorbrechen im Modell B-9 sind generell die CO₂-, SO₂-, TOPP-Äquivalente ca. 28% höher als im Modell A-9. Die CO₂-Äquivalente betragen in Summe 11.635 t (646 g/t). Die SO₂-Äquivalente betragen ca. 0,91 g/t und die TOPPs ca. 0,94 g/t.

Zusammenfassung der Emissionen

Für die Modelle BuS-9 sind die Anteile der Prozesse an der Gesamtemission in der Abbildung 47 dargestellt. Dabei ist zu erkennen, dass der Transport des Materials den größten Anteil bei allen Emissionsäquivalenten aufweist. Beim Laden wird stets die

zweitgrößte Menge an Emissionsäquivalenten emittiert – ausgenommen sind die CO₂-Äquivalente.

Betrachtet man das Bohren und Sprengen als einen Prozess (Lösen), so hat dieser im Modell BuS A-9, je nach Emissionsäquivalent einen Anteil von 12% bis 15%. Der Einfluss im Modell BuS B-9 nimmt deutlich zu und erreicht den Anteil des Ladens.

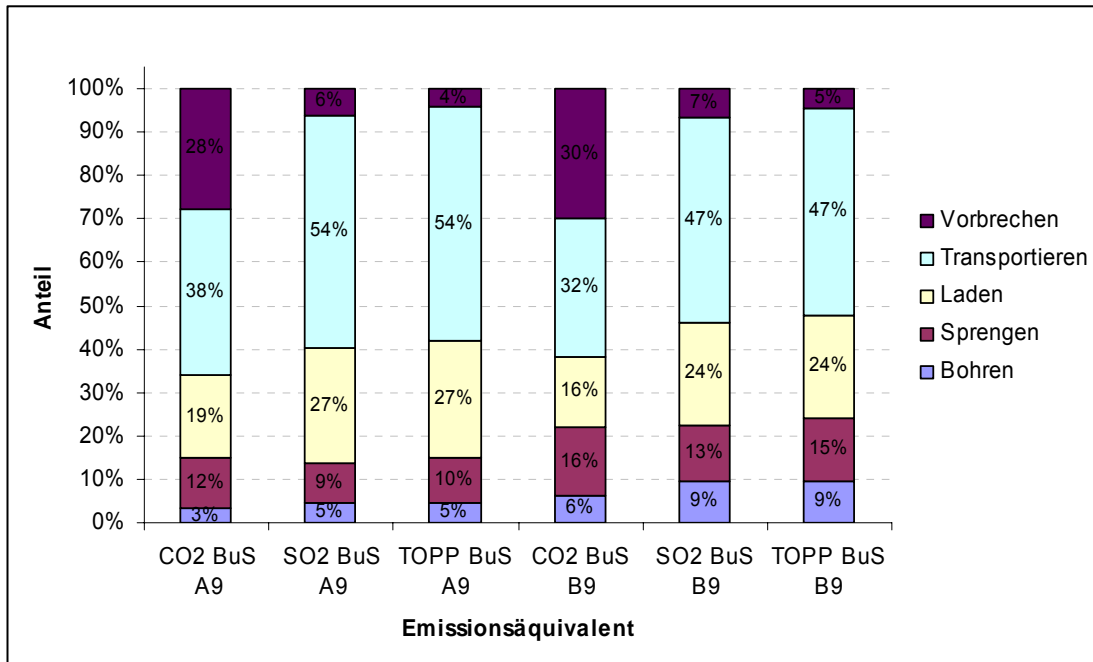


Abbildung 47: Anteile der Prozesse an den Emissionsäquivalenten, BuS-9

Zusammengefasst entstehen für die Modelle BuS-9 die in der Tabelle 7.28 dargestellten spezifischen Emissionsäquivalente. Wie auch die Tabelle 7.11, zeigt die Tabelle 7.28, dass mit der Änderung des Modells die CO₂-Äquivalente deutlicher zunehmen als die SO₂- und TOPP-Äquivalente.

Tabelle 7.28: Emissionen für die Modelle BuS A-9 und B-9

Emission	Emission gesamt A-9	Emission gesamt B-9	Anstieg von A-9 zu B-9
	[kg/t Gestein]	[kg/t Gestein]	[%]
CO ₂ -Äquivalent	1,81E+00	2,16E+00	19%
SO ₂ -Äquivalent	1,18E-02	1,34E-02	14%
TOPP-Äquivalent	1,77E-02	2,02E-02	14%

Bei einer Erhöhung der Gewinnungsleistung von 300.000 t/a, um den Faktor 3, auf 900.000 t/a, nehmen die spezifischen gasförmigen Emissionen um 11% bis 12% ab (Tabelle 7.29).

Tabelle 7.29: Änderung der Emissionsäquivalente zwischen den Modellen BuS

Emission	Änderung von BuS-3 zu BuS-9	
	Modell A	Modell B
CO ₂ -Äquivalent	-12%	-12%
SO ₂ -Äquivalent	-12%	-12%
TOPP-Äquivalent	-11%	-11%

Werden die Emissionsäquivalente unterteilt in

1. Emissionen zur Bereitstellung der Maschinen,
2. Emissionen zur Bereitstellung und Nutzung von Sprengstoff,
3. Emissionen zur Bereitstellung und Nutzung von Dieselmotorkraftstoff,
4. Emissionen zur Bereitstellung und Nutzung von Elektroenergie,

so werden die Anteile, wie in der Tabelle 7.30 dargestellt, deutlich.

Tabelle 7.30: Stoffliche und energetische Anteile der Emissionen, BuS

Emissions-Kategorie	Modell	Maschinen	Sprengstoff	Diesel	E-Energie
CO ₂ -Äquivalent	BuS A-3	4%	10%	57%	29%
SO ₂ -Äquivalent	BuS A-3	2%	8%	84%	6%
TOPP-Äquivalent	BuS A-3	2%	9%	85%	4%
CO ₂ -Äquivalent	BuS B-3	3%	14%	52%	31%
SO ₂ -Äquivalent	BuS B-3	2%	11%	80%	7%
TOPP-Äquivalent	BuS B-3	2%	13%	80%	5%
CO ₂ -Äquivalent	BuS A-9	3%	12%	58%	27%
SO ₂ -Äquivalent	BuS A-9	2%	9%	83%	6%
TOPP-Äquivalent	BuS A-9	2%	10%	84%	4%
CO ₂ -Äquivalent	BuS B-9	3%	16%	52%	29%
SO ₂ -Äquivalent	BuS B-9	2%	13%	79%	6%
TOPP-Äquivalent	BuS B-9	1%	15%	80%	4%

Die Emissionen aus der Bereitstellung und Nutzung von Sprengstoff, Diesel und Elektroenergie stellen bei den Modellen BuS-3 mehr als 96% bis 98% der Emissionen dar. Bei den Modellen BuS-9 sind die Anteile dieser Emissionen mit 97% bis 99% geringfügig höher. Die Anteile der Maschinen betragen 1% bis 4%.

Die prozentualen Anteile der Dieselemissionen sind bei den Modellen BuS-A höher als bei den Modellen BuS-B. Die absoluten Anteile der Emissionen durch den Dieserverbrauch steigen nur geringfügig durch das Bohren an. Die Zunahme der Emissionen von Modell A zu Modell B resultiert im Wesentlichen aus der Zunahme von Sprengstoffverbrauch und Elektroenergie.

7.3.5 Der Kumulierte Energieaufwand, BuS-9

Die Berechnung des Kumulierten Energieaufwandes (KEA) für die Gewinnungsleistung 900.000 t/a erfolgt in ähnlicher Weise, wie die Berechnung des KEA für 300.000 t/a

(vgl. Abschnitt 7.1.5). Im Text werden nur die Zahlen der KEA diskutiert, die dazugehörigen Tabellen sind in der Anlage 28.4 dargestellt.

Bohren

Die Bohrgeräte sind bei der Gewinnungsleistung 900.000 t/a die gleichen, wie bei der Gewinnungsleistung 300.000 t/a. Durch den Verbrauch von Energie in Form von Diesel werden für das Modell A-9 pro Jahr 675,0 GJ Primärenergie aufgewendet. Beim Modell B-9 ist der KEA für den Dieselverbrauch 130 % höher. Unter Berücksichtigung der jährlichen Gewinnungsleistung beträgt der KEA-gesamt für Modell A-9 0,77 MJ/t. Davon entfallen 97% auf die Nutzung und 3% auf die Herstellung. Für das Modell B-9 beinhaltet der KEA von 1,75 MJ/t Gestein (99% Nutzung und 1% Herstellung).

Sprengen

Zum Sprengen werden im Modell A 79.730 kg/a Sprengstoff benötigt. Dies entspricht einem KEA von 1.438 GJ bzw. einem spezifischen KEA von 1,60 MJ/t. Für das Modell B-9 liegen die Werte ca. 64% höher und der spezifische KEA beträgt 2,63 MJ/t.

Laden

Für die Herstellung des Laders wurde ein KEA von 1.273 GJ errechnet. Dieser Wert wird auf die Betriebsstunden verteilt. Demnach wird pro Jahr ein KEA von ca. 264 GJ berücksichtigt, zuzüglich des KEA vom Dieselverbrauch. Somit beträgt der KEA für das Laden ca. 4.103 GJ/a (4,56 MJ/t) und ist ca. 74% höher als der KEA des Sprengens vom Gestein B.

Transportieren

Circa 1.179 GJ KEA beinhaltet die Herstellung des SKW. In den ersten zwei Jahren sind zwei SKW in Betrieb. Durchschnittlich werden im Jahr ca. 512 GJ für den KEA zur Herstellung der SKW berücksichtigt. Inklusive des Dieselverbrauches beträgt der KEA für das Transportieren ca. 8.217 GJ/a, bezogen auf die Tonne Gestein entspricht dies einem Wert von 9,13 MJ/t. Verglichen mit den KEA für das Laden wird ein ca. 100% höherer KEA für das Transportieren deutlich.

Vorbrechen

Beide Vorbrecheranlagen haben das gleiche Gewicht von 186 t. Diesbezüglich werden ca. 185 GJ/a KEA für die Herstellung berücksichtigt. Für den Verbrauch von Elektroenergie beträgt der KEA 7.345 GJ/a. Der spezifische KEA wurde für das Modell A-9 zu 8,37 MJ/t errechnet und ist somit ca. 8% niedriger als beim Transportieren. Für das Modell B-9 ist der spezifische KEA ca. 29% höher als beim Modell A-9 und beträgt 10,8 MJ/t Gestein (Anlage 28.4).

Zusammenfassung KEA

Wie auch bei der Gewinnungsleistung 300.000 t/a, so sind auch bei der Gewinnungsleistung 900.000 t/a im Modell A der Prozess Transportieren und im Modell B der Prozess Vorbrechen die primärenergetisch aufwendigsten Prozesse (Abbildung 48).

Der KEA bezogen auf die Tonne Gestein beträgt 24,4 MJ/t für das Modell BuS A-9 und ist für das Modell BuS B-9, mit 28,9 MJ/t, ca. 18 % höher.

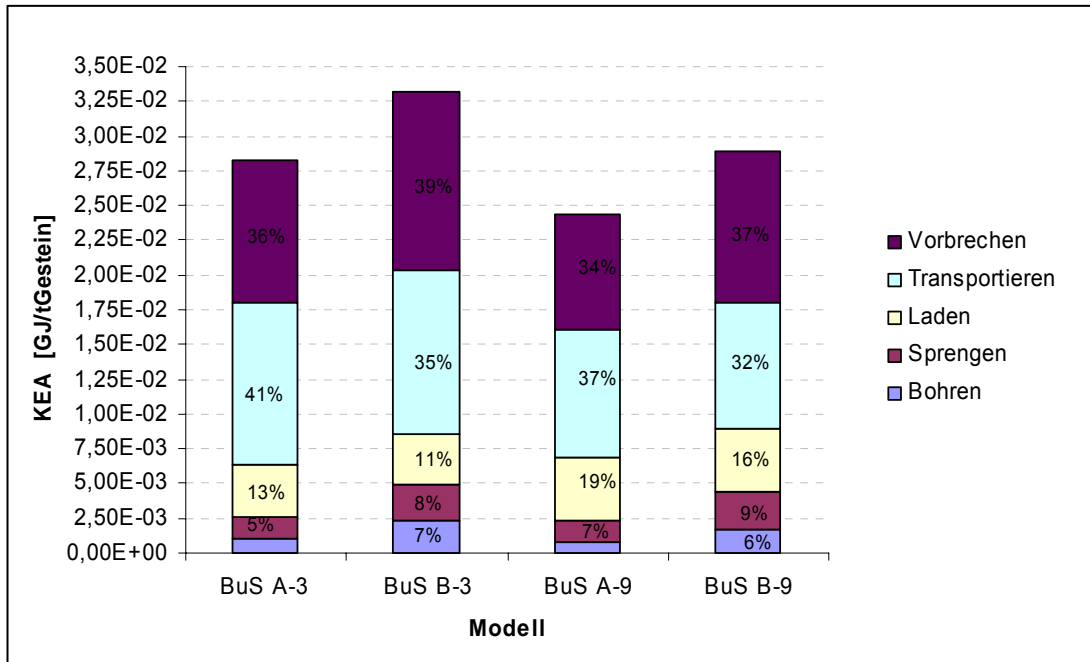


Abbildung 48: Anteile der Prozesse am KEA, BuS-3 und BuS-9

Außer beim Modell BuS B-3 haben die Prozesse Bohren und Sprengen den geringsten Einfluss auf den KEA-gesamt (Abbildung 48).

Bei der Gewinnungsleistung 900.000 t/a hat der Prozess Laden einen größeren Einfluss auf das Gesamtergebnis als bei der Gewinnungsleistung 300.000 t/a. Dies hat technologische Ursachen. Denn bei der kleineren Gewinnungsleistung wird das Ladegerät aufgrund der Selbstbelastung nur zum Laden verwendet, wohingegen das Ladegerät bei der höheren Gewinnungsleistung über die gesamte Schicht im Einsatz ist. Der KEA für das Laden nimmt von den Modellen BuS-3 zu BuS-9 um 23% zu.

In den Modellen A besitzt das Transportieren und in den Modellen B das Vorberechnen den größten primärenergetischen Einfluss. Der KEA nimmt von den Modellen BuS-3 zu BuS-9 beim Transportieren um 22% und beim Vorberechnen um 18% ab.

Für den KEA-gesamt findet von Modell BuS A-3 zu A-9 eine Verringerung um 13% und von Modell BuS B-3 zu B-9 um 14% statt.

Schlussendlich führen eine hohe Gewinnungsleistung und ein leicht lösbares Gestein zu einem niedrigen KEA.

Die stofflichen und energetischen Anteile des KEA, bezogen auf Maschineneinsatz, Sprengstoff, Dieserverbrauch und Elektroenergie sind in der Tabelle 7.31 dargestellt.

Die Anteile zur Bereitstellung der Maschinen sind mit 4% bis 5% gering. Circa 87% bis 89% des KEA entstehen durch den Verbrauch von Diesel und Elektroenergie.

Tabelle 7.31: Stoffliche und energetische Anteile des KEA, BuS

KEA	Maschinen	Sprengstoff	Diesel	E-Energie
BuS A-3	5%	6%	54%	35%
BuS B-3	4%	8%	50%	38%
BuS A-9	4%	7%	56%	33%
BuS B-9	4%	9%	50%	37%

7.3.6 Flächeninanspruchnahme für die Modelle BuS-9

Die in Anspruch genommene Gesamtfläche nach dem Abbau beträgt 14,5 ha. Von den 20 Jahren Abbauzeit erfolgten unterschiedliche Flächenzuwächse in jeweils 12 Jahren. Im ersten Jahr wurde der höchste Flächenzuwachs von 2,61 ha realisiert. Im Jahr 16 fand der letzte Flächenzuwachs statt (Abbildung 61).

Die spezifische Flächeninanspruchnahme nach Gleichung (3.3) beträgt $80 \text{ cm}^2/\text{t}$ und die mittlere spezifische Flächeninanspruchnahme nach Gleichung (3.4) beträgt $137 \text{ cm}^2/\text{t}$. Der letztgenannte Wert ist ca. 22% geringer als beim Modell BuS-3 (Abbildung 62 u. Anlage 29.3).

7.4 Modelle HYHA-9

7.4.1 Erschütterung

Statt nur einer oder zwei Löseeinheiten arbeiten drei Löseeinheiten im Modell HYHA A-9. Im Modell HYHA B-9 sind es sogar sechs, wovon fünf Löseeinheiten jeweils 1.187 h/a Lösearbeiten verrichten. Die Schwingungsintensität nimmt im Verhältnis zur Anzahl der Löseeinheiten zu.

Im Vergleich zu den Modellen BuS-9 wird die Intensität der Erschütterungen für die Modelle HYHA-9 geringer ausfallen. Jedoch haben die Modelle BuS-9 mit ca. 210 s im Jahr eine deutlich geringere Erschütterungszeit zur Folge (S. 121, Abschnitt 7.3.1).

7.4.2 Schall

Schallemission

Für die Modelle HYHA-9 wurden die zwei Szenarios 7.4 und 16.2 festgelegt. Das Szenario 7.4 beschreibt den Abbau auf der ersten Arbeitsebene im Jahr 7 und das Szenario 16.2 den Abbau auf der sechsten Arbeitsebene im Jahr 16.

Für das Modell HYHA A-9 sind im Schallszenario 7.4 drei Hydraulikhämmer, drei Hydraulikbagger, ein Radlader, zwei SKW und ein Vorbrecher 2022-A unter Berücksichtigung der in der Tabelle 7.32 dargestellten Zeiten pro Tag im Einsatz.

Tabelle 7.32: Schallrelevante Daten für die Modelle HYHA-9

Maschinen- Bezeichnung	Name	Motor- leistung [kW]	Schall- leistungspegel [dB(A)]	Betriebszeit [h/d] ; [d]	$L_{WAeq,k}$ nach (2.4), [dB(A)]
Hydraulikhämmer	HM 7000		122 [23]	5,6 ; 212	119
Hydraulikbagger	CAT365	287	107 [104]	8 ; 212	104
Radlader	CAT 988	232	108 [104]	8 ; 212	104
SKW	CAT 773	501	113 [104]	8 ; 212	110
Vorbrecher	2022-A	400	110 [121]	8 ; 212	107
Vorbrecher	2022-B	560	110 [121]	8 ; 212	107

Durch diese Maschinen wird eine Schallleistung von 124,4 dB(A) emittiert. Im Szenario 16.2 ist ein weiterer SKW im Einsatz. Dadurch beträgt die Summe der Schallleistungspegel 124,6 dB(A).

Schallimmission für das Modell HYHA A-9

Im Modell HYHA A-9 beträgt der mittlere Schalldruckpegel der Immissionspunkte 66,3 dB(A) für das Szenario 7.4 und 60,1 dB(A) für das Szenario 16.2 (Tabelle 7.33). Die Berechnungsmethodik ist in der Anlage 26.4 dargestellt.

Sowohl die mittleren Schalldruckpegel als auch die Differenz zwischen den Szenarien sind im Modell HYHA A-9 deutlich höher als im Modell BuS A-9.

Tabelle 7.33: Schallimmissionen für das Modell HYHA A-9

HYHA A-9 Name Immissionspunkt	L _S [dB(A)] Abbau auf 1. AE Szenario 7.4	L _S [dB(A)] Abbau auf 6. AE Szenario 16.2	Differenz
HYHA-9-IA	57,19	57,43	-0,23
HYHA-9-IB	67,39	59,24	8,15
HYHA-9-IC	67,41	61,91	5,50
HYHA-9-ID	67,58	60,74	6,84
Mittelungspegel	66,3	60,1	6,2

Schallimmission für das Modell HYHA B-9

Im Modell B-9 wurden für die genannten Szenarien mittlere Schalldruckpegel von 69,1 und 62,0 dB(A) errechnet (Anlage 26.4). Auch hier sind sowohl die Schallimmissionen als auch die Differenz zwischen den Szenarien deutlich höher als im Modell BuS B-9.

Die höheren Emissionen im Modell HYHA B-9 werden durch die 6 Löseeinheiten erzeugt, wohingegen im Modelle BuS B-9 nur ein Bohrgerät eingesetzt wird.

Die große Differenz zwischen dem Abbau auf der ersten Sohle und dem Abbau auf der 6. Sohle wird durch zwei Umstände verursacht. Zum einen liegt die erste Sohle nur 10 m unterhalb der Rasensohle, was zu einem geringeren Abstand zwischen Emissionsquelle und Immissionsaufpunkt und damit zu einer geringeren Schalldämpfung führt, und zum anderen stehen die Löseeinheiten sehr dicht an der Wand. Letzteres hat zur Folge, dass die Schallabschirmung zunimmt.

7.4.3 Staubemission

Die Staubemissionen für das Lösen mit Hydraulikhammer betragen ca. 2,5 g/t. Da hier das gleiche Ladegerät wie beim Bohren und Sprengen zum Einsatz kommt, findet keine Änderung der Staubemission für das Laden statt. Demnach beträgt die Staubemission für das Laden 49,9 g/t. Die Staubemission beim Transport beträgt 302 g/t. Für die Staubemission beim Vorbrechen wird wie beim Bohren und Sprengen ein Wert von 0,32 g/t berücksichtigt. Zusammenfassend unterscheiden sich die Staubemissionen im Vergleich zum Bohren und Sprengen nicht. Sie betragen insgesamt 360 g/t. Davon hat das Lösen mit dem Hydraulikhammer einen Einfluss von 0,7%. In der Abbildung 49 sind die Staubanteile für das Modell HYHA A-9 dargestellt.

Für die Staubentwicklung im Modell B wird festgelegt, dass die Abnahme der Löseleistung einen äquivalenten Anstieg der Staubemission bewirkt. Daher erhöht sich die Staubemission für das Lösen um 42%. Dies ändert die Aufteilung der Staubanteile in der Abbildung 49 nicht und die Gesamtstaubemission unwesentlich auf 361 g/t.

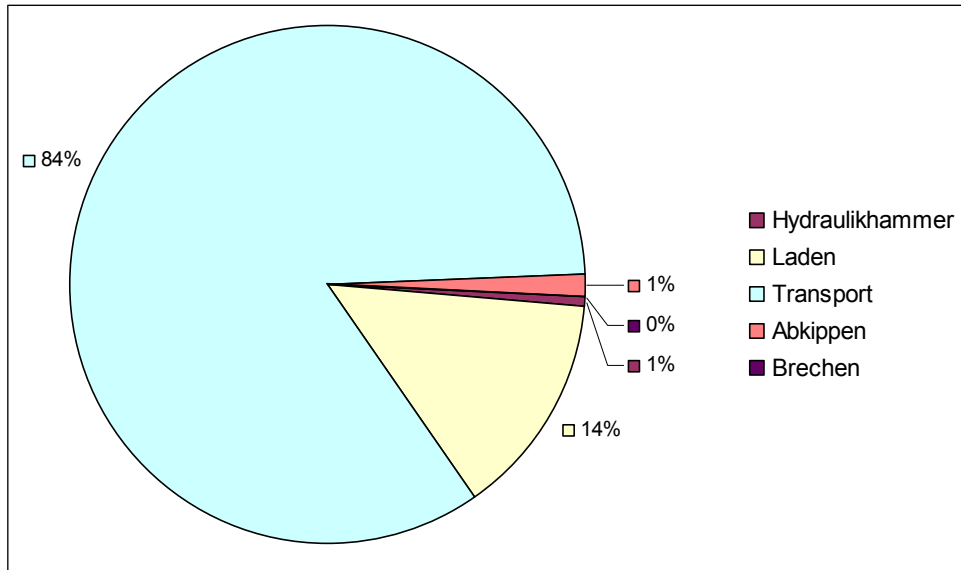


Abbildung 49: Staubanteile für das Modell HYHA A-9

7.4.4 Gasförmige Emission

Lösen HYHA A-9

Zum Lösen werden drei Löseeinheiten benötigt. Die CO₂-äquivalenten Emissionen zur Herstellung der Löseeinheiten betragen 45.180 kg/a. Insgesamt werden 338.533 l/a Diesel verbraucht. Dadurch werden 1.053 t/a CO₂-Äquivalent emittiert (Tabelle 7.34). Über die Zeit von 20 Jahren beträgt die Summe der CO₂-Äquivalente ca. 21.963 t. Die SO₂-Äquivalente betragen ca. 202 t und die TOPPs ca. 304 t (Anlage 27.16).

Lösen HYHA B-9

Damit die erforderliche Löseleistung realisiert werden kann, sind sechs Löseeinheiten in Summe ca. 8.654 h/a im Einsatz. Die CO₂-äquivalenten Emissionen sind in der Tabelle 7.34 dargestellt. Die massenbezogenen Werte ändern sich im Vergleich zum Modell HYHA B-3 nicht. Die Emissionen über 20 Jahre ändern sich um den Faktor der erforderlichen Gewinnungsleistung zum Modell HYHA B-3. Sie betragen 37.590 t. Die SO₂-Äquivalente betragen 346 t und die TOPPs 521 t. Die Emissionen im Modell HYHA B-9 sind 71% höher als im Modell HYHA A-9.

Tabelle 7.34: CO₂-Äquivalente beim Lösen mit Hydraulikhammer, HYHA-9

		HYHA A-9	HAHA B-9	Anstieg
Emission Löseeinheit Jahr	[kg/a]	45.179,90	77.327,14	71%
Diesel Löseeinheit Jahr	[l/a]	338.533,28	579.412,73	71%
Emissionen Diesel Jahr	[kg/a]	1.052.961,07	1.802.183,36	71%
Emissionen Diesel direkt	[kg/a]	886.085,54	1.516.569,48	71%
Emissionen Löseeinheit gesamt Jahr	[kg/a]	1.090.168,05	1.865.864,54	71%
Emissionen Löseeinheit gesamt (bez. auf Masse)	[kg/t]	1,22	2,09	71%
Emissionen Löseeinheit gesamt direkt (bez. auf Masse)	[kg/t]	0,99	1,69	71%
Emission Summe 20 Jahre	[kg]	21.962.819,38	37.590.210,11	71%
Emission Summe 20 Jahre direkt	[kg]	17.721.710,81	30.331.389,66	71%

Laden

Das Ladegerät hat ein Gewicht von 50,1 t. Dies entspricht 15,8 t/a CO₂-Äquivalent. In den 20 Jahren betragen die Gesamtemissionen an CO₂-Äquivalenten ca. 6.400 t. Circa 80% dieser Emissionen entstehen durch den Verbrauch von 97.788 l/a Dieselkraftstoff.

Die SO₂-Äquivalente betragen in den 20 Jahren ca. 58,7 t und die TOPP-Äquivalente 88,3 t (Anlage 27.17).

Transportieren

Die im Modell HYHA-9 zum Einsatz kommenden SKWs haben ein Gewicht von 34,7 t. Während der Tagebauphase werden 7 SKWs benötigt.

In Summe betragen die CO₂-äquivalenten Emissionen ca. 12.359 t (687 g/t). Hiervon sind ca. 80% direkte Emissionen im Tagebau.

Die SO₂-äquivalenten Emissionen betragen 113,8 t (6,3 g/t) und die TOPPs ca. 171,3 t (9,5 g/t). Die relativen Anteile an direkten Emissionen entsprechen mit 87% bzw. 93% denen aus den Modellen BuS-9 (Anlage 27.18).

Vorbrechen, Modell HYHA A-9

Die Emissionen unterscheiden sich vom Modell BuS A-9 nicht. Die CO₂-äquivalenten Emissionen aus der Herstellung der Vorbrecheranlage betragen 298 t. Bei der Nutzung der Anlage werden ca. 437 t CO₂-Äquivalent emittiert. In Summe betragen die CO₂-Äquivalente in den 20 Jahren ca. 9.027 t (502 g/t). Die SO₂-äquivalenten Emissionen betragen in Summe 12,86 t (0,71 g/t). Die TOPP-äquivalenten Emissionen betragen 0,74 g/t (Anlage 27.19).

Vorbrechen, Modell HYHA B-9

Die Emissionen unterscheiden sich vom Modell BuS B-9 nicht (Abschnitt 7.3.4, Vorbrechen, Modell BuS B-9). Die CO₂-Äquivalente betragen in Summe 11.635 t (646 g/t).

Zusammenfassung der Emissionen, HYHA-9

Die relativen Anteile der Prozesse an den Gesamtemissionen für die Modelle HYHA-9 sind in der Abbildung 50 dargestellt. Im Gegensatz zu den Modellen BuS-9 ist in der Abbildung 50 zu erkennen, dass der Prozess Lösen (Schlagen) den höchsten Anteil an Emissionsäquivalent aufweist. Nach dem Lösen wird beim Prozess Transportieren der zweithöchste Anteil an Emissionsäquivalent ausgestoßen. Der Prozess Vorbrechen hat, außer beim SO₂-Äquivalent, einen geringen Anteil von 3% und weniger. Beim CO₂-Äquivalent ist der Anteil des Prozesses Vorbrechen mit 17 und 18% am dritthöchsten.

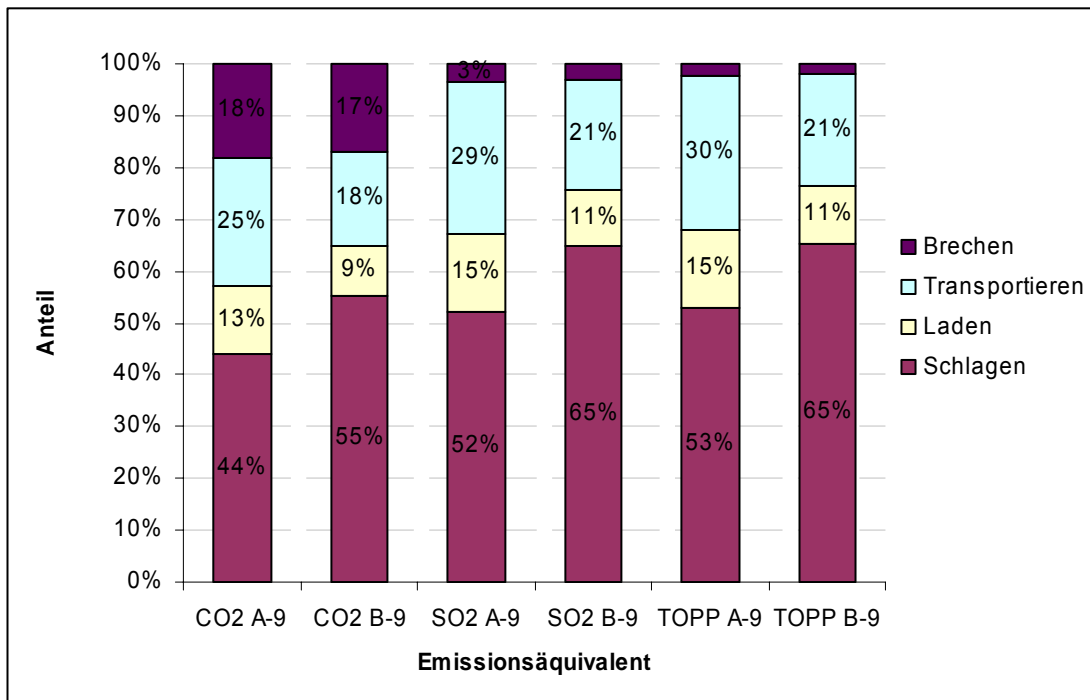


Abbildung 50: Anteile der Prozesse an den Emissionsäquivalenten, HYHA-9

In Summe entstehen für die Modelle HYHA-9 die in der Tabelle 7.35 dargestellten spezifischen Emissionsäquivalente.

Tabelle 7.35: Emissionen für die Modelle HYHA A-9 und B-9

HYHA-9	Emission gesamt A-9	Emission gesamt B-9	Anstieg von A-9 zu B-9
	[kg/t Gestein]	[kg/t Gestein]	[%]
CO ₂ -Äquivalent	2,76E+00	3,78E+00	37%
SO ₂ -Äquivalent	2,15E-02	2,97E-02	38%
TOPP-Äquivalent	3,21E-02	4,43E-02	38%

Bei den Modellen HYHA wirkt sich der Einfluss der Gesteinseigenschaften stärker auf die Emissionsäquivalente aus als bei den Modellen BuS. Dies wird durch den Anstieg von Modell A zu Modell B in der Tabelle 7.28 und Tabelle 7.35 deutlich.

Die Erhöhung der Gewinnungsleistung um den Faktor 3 führt zu den relativen Veränderungen der spezifischen Emissionsäquivalente, wie in der Tabelle 7.36 dargestellt. Diese Veränderungen sind deutlich geringer als beim Bohren und Sprengen.

Tabelle 7.36: Änderung der Emissionsäquivalente zwischen den Modellen HYHA

Emission	Änderung von HYHA-3 zu HYHA-9	
	Modell A	Modell B
CO ₂ -Äquivalent	-7%	-6%
SO ₂ -Äquivalent	-6%	-5%
TOPP-Äquivalent	-5%	-4%

Die stofflichen und energetischen Anteile der Emissionen sind in der Tabelle 7.37 dargestellt. Die Anteile zur Bereitstellung der Maschinen entsprechen mit 2% bis 4% denen aus den Modellen BuS. Die Dieselemissionen beanspruchen mit 77% bis 96% die höchsten Emissionsanteile und liegen deutlich höher als bei den Modellen BuS.

Tabelle 7.37: Stoffliche und energetische Anteile der Emissionen, HYHA

Emissions-Kategorie	Modell	Maschinen	Diesel	E-Energie
CO ₂ -Äquivalent	HYHA A-3	4%	77%	19%
SO ₂ -Äquivalent	HYHA A-3	2%	95%	3%
TOPP-Äquivalent	HYHA A-3	2%	96%	2%
CO ₂ -Äquivalent	HYHA B-3	4%	78%	18%
SO ₂ -Äquivalent	HYHA B-3	2%	95%	3%
TOPP-Äquivalent	HYHA B-3	2%	96%	2%
CO ₂ -Äquivalent	HYHA A-9	4%	78%	18%
SO ₂ -Äquivalent	HYHA A-9	2%	95%	3%
TOPP-Äquivalent	HYHA A-9	2%	96%	2%
CO ₂ -Äquivalent	HYHA B-9	4%	79%	17%
SO ₂ -Äquivalent	HYHA B-9	2%	95%	3%
TOPP-Äquivalent	HYHA B-9	2%	96%	2%

7.4.5 Der Kumulierte Energieaufwand, HYHA-9

Lösen mit Hydraulikhammer

Zum Lösen im Modell HYHA A-9 werden drei Löseeinheiten verwendet. Eine Löseeinheit verursacht bei der Herstellung einen KEA von ca. 1.667 GJ. Unter der Berücksichtigung der Nutzungsdauer des Hydraulikbaggers (15.000 h) und des Hydraulikhammers (7.000 h) werden durchschnittlich ca. 620 GJ/a aufgewendet. Der Dieserverbrauch verursacht ca. 13.625 GJ/a KEA. In Summe ist ein KEA von 14.272 GJ/a zu verzeichnen. Dies entspricht ca. 15,9 MJ/t.

Im Modell HYHA B-9 werden 6 Löseeinheiten verwendet. Dies hat für die Herstellung der Maschinen einen KEA von ca. 1.061 GJ/a zur Folge. Aus dem Dieserverbrauch wurde ein KEA von 23.366 GJ/a errechnet. In Summe ist der KEA mit 24.427 GJ/a (27,1 MJ/t) ca. 71% höher als im Modell HYHA A-9 (Anlage 28.5).

Laden

Der KEA für das Laden ist mit 4,7 MJ in den Modellen HYHA-9 ca. 3% höher als in den Modellen BuS-9. Dies wird durch eine Verringerung der Ladeleistung verursacht (Abschnitt 5.2.3).

Transportieren

Der KEA für das Transportieren aus den Modellen HYHA-9 unterscheidet sich von Modellen BuS-9 nicht. Der Effekt des geringeren „Massenweges bergauf“ (in den Modellen HYHA-9 ist der „Massenweg bergauf“ ca. 6% geringer und der „Massenweg horizontal“ ca. 7% höher als in den Modellen BuS-9) ist nicht mehr wirksam. Das Verhältnis von „Massenweg bergauf“ zu „Massenweg horizontal“ liegt bei den Modellen HYHA-9 bei 0,95 und bei den Modellen BuS-9 bei 1,09. Der Anteil des „Massenweges bergauf“ ist also bei den Modellen mit der Gewinnungsleistung von 900.000 t/a geringer und damit auch sein Einfluss auf den KEA.

Vorbrechen

Der KEA für das Vorbrechen beträgt für das Modell HYHA A-9 8,4 MJ/t und für das Modell HYHA B-9 10,8 MJ/t (Anlage 28.5). Eine Veränderung zu den Modellen BuS-9 findet nicht statt.

Zusammenfassung KEA für die Modelle HYHA-9

Bezogen auf die Tonne Gestein beträgt der KEA-gesamt 38,0 MJ/t für das Modell HYHA A-9 und ist für das Modell HYHA B-9 mit 51,7 MJ/t ca. 36% höher (Anlage 28.5). Der hohe Anteil des Lösens am KEA wird in der Abbildung 51 deutlich. Nach dem Lösen besitzt der Prozess Transport den zweithöchsten Anteil in beiden Modellen HYHA-A. In den Modellen HYHA-B ist der Einfluss des Prozesses Vorbrechen größer als in den Modellen HYHA-A und der Prozess Vorbrechen hat den zweithöchsten Anteil am KEA.

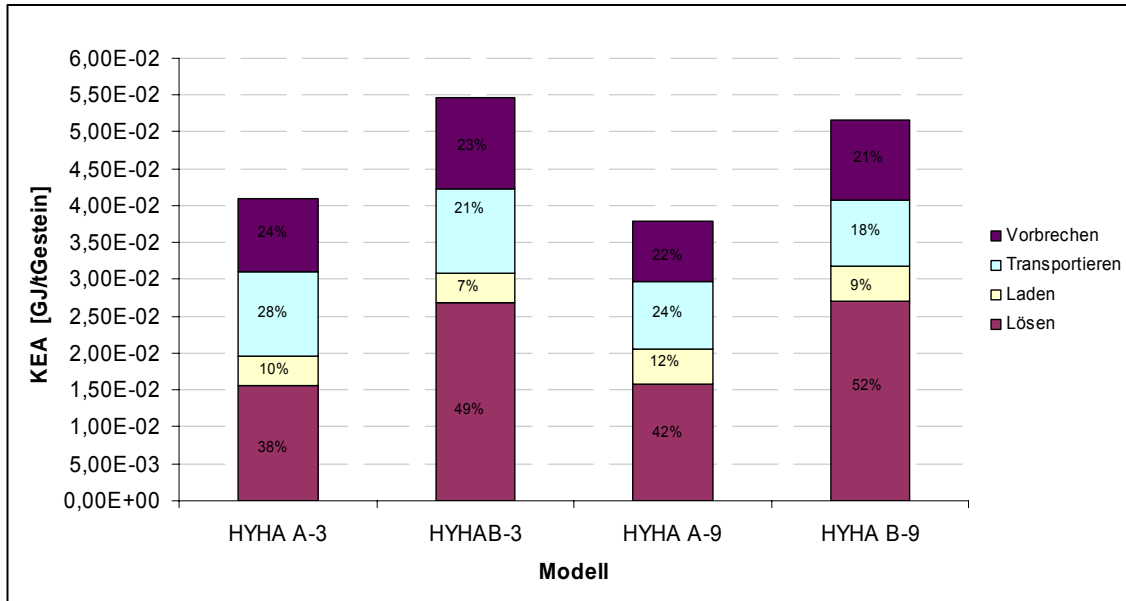


Abbildung 51: Anteile der Prozesse am KEA, HYHA-3 und HYHA-9

Der spezifische KEA für das Laden nimmt von Modell HYHA-3 zu HYHA-9 um 20% zu und für das Transportieren um 18% ab.

Der spezifisch KEA-gesamt nimmt von Modell HYHA A-3 zu HYHA A-9 um 7% und von HYHA B-3 zu HYHA B-9 um 6% ab.

In der Tabelle 7.38 sind die stofflichen und energetischen Anteile des KEA bezogen auf den Maschineneinsatz, Dieselverbrauch und die Elektroenergie dargestellt. Die Anteile zur Bereitstellung der Maschinen sind mit 4% bis 5% gering und entsprechen denen der Modelle BuS. Die Anteile für den Diesel- und Elektroenergie-Verbrauch sind mit 95% bis 96% deutlich höher als bei den Modellen BuS.

Tabelle 7.38: Stoffliche und energetische Anteile des KEA, HYHA

KEA	Maschinen	Diesel	E-Energie
HYHA A-3	5%	72%	23%
HYHA B-3	4%	73%	23%
HYHA A-9	5%	74%	21%
HYHA B-9	4%	75%	21%

7.4.6 Flächeninanspruchnahme für die Modelle HYHA-9

Für die Gewinnung mit dem Hydraulikhammer wird bei einer Gewinnungsleistung von 900.000 t/a in 20 Jahren eine Fläche von 14,7 ha in Anspruch genommen. Die spezifische Flächeninanspruchnahme nach dem Abbau beträgt 81 cm²/t. Der Unterschied zum Modell BuS-9 von 1% ist vernachlässigbar klein. Die mittlere spezifische Flächeninanspruchnahme beträgt 151 cm²/t und ist ca. 11% größer als beim Modell BuS-9 (Abbildung 62 u. Anlage 29.4)

8 Vergleichende Bewertung

Die nachfolgende Bewertung nach ökonomischen und ökologischen Aspekten spiegelt die technisch-technologischen Verhältnisse wider. Daher ist eine vertiefende technisch-technologische Bewertung nicht erforderlich.

Der Abschnitt 3.2.3 bildet die Grundlage für die nachfolgende Bewertung. Zunächst werden die Ergebnisse aus den Kapiteln 6 und 7 zusammenfassend grafisch oder in einer Matrix dargestellt. Hier ist zu überprüfen, ob innerhalb eines Kriteriums Korrekturen notwendig sind, um Unterschiede zwischen den Werten weiter zu verdeutlichen. Ist dies erforderlich, so werden die Werte korrigiert. Da die Korrekturen einen großen Einfluss auf die Nachvollziehbarkeit des Endergebnisses ausüben, sind diese zu begründen. Danach erfolgt die Skalierung innerhalb eines jeden Kriteriums. Für die Skalierung wird ein maximaler Skalierungswert für den positivsten Wert festgelegt. Die anderen Werte werden entsprechend dem Verhältnis zum maximalen Skalierungswert berechnet. Danach sind die Randbedingungen für eine Wichtung zu beschreiben. Vor allem dieser Schritt ist an die Präferenzen des Entscheiders geknüpft. Zum Schluss werden alle Skalierungswerte unter Berücksichtigung der Korrekturen und Wichtungen zusammengefasst.

8.1 Ökonomischer Vergleich

Wie im Kapitel 6 bereits zu entnehmen, erfolgte die ökonomische Bewertung ausschließlich auf der Grundlage der Finanzmathematischen Durchschnittskosten. Die skalierten Ergebnisse aller Modelle sind in der Abbildung 52 dargestellt. Die Modelle BuS sind kostengünstiger als die Modelle HYHA und erhalten daher die höheren Skalierungswerte. Zudem ist ein Abbau bei einer höheren Jahresleistung kostengünstiger als bei einer kleineren.

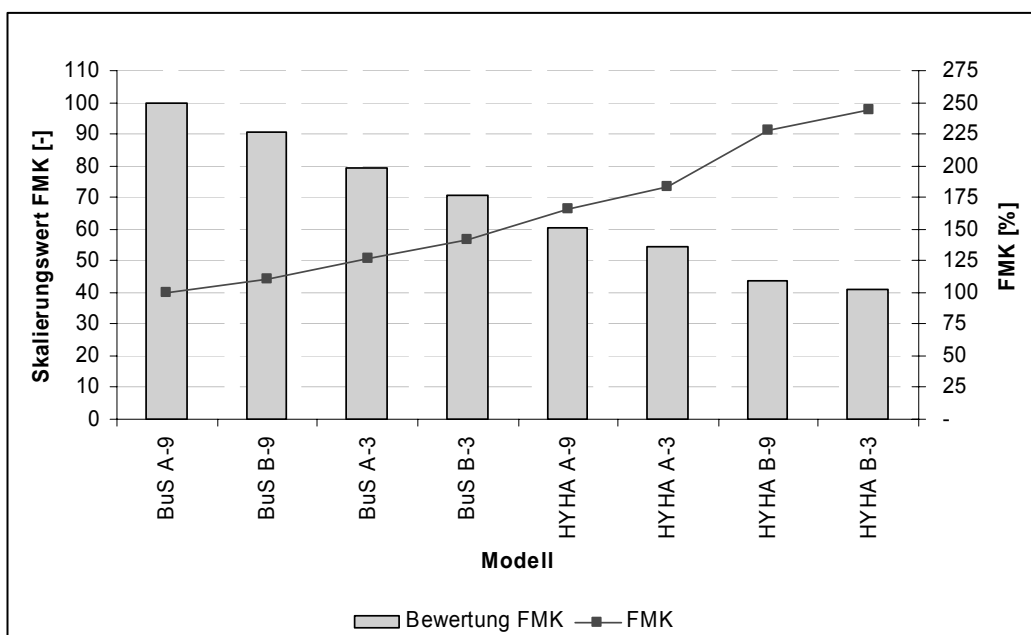


Abbildung 52: FMK nach der Skalierung

8.2 Ökologischer Vergleich

8.2.1 Erschütterung

Für den Vergleich der Erschütterung werden die Intensität der Erschütterung und die Zeitdauer berücksichtigt. In den Modellen BuS-3 sind jeweils 21 Sprengereignisse und in den Modellen BuS-9 sind 42 Sprengereignisse notwendig. Diese haben insgesamt eine Erschütterungszeit von ca. 105 s bzw. 210 s zur Folge.

Im Modell HYHA A-3 beträgt die Betriebszeit des Hydraulikhammers ca. 1.685 h und bei den anderen Modellen sind ein oder mehrere Hydraulikhämmer 1.696 h im Einsatz. Diese Betriebszeiten haben eine Hammerzeit von 1.180 h/a bzw. 1.187 h/a zur Folge.

In den Modellen BuS-A beträgt die Sprengstoffmenge ca. 75 kg/Bohrloch und in den Modellen BuS-B 94 kg/Bohrloch. Demnach ist bei den Modellen BuS-B mit erhöhten Schwinggeschwindigkeiten zu rechnen. Erschütterungen werden durch ca. 17 % (680 kJ/kg) der Gesamtenergie des Sprengstoffes verursacht.

Für die Erschütterungsintensität, hervorgerufen durch den Hydraulikhammer, wurde die Einzelschlagenergie von 20 kJ zugrunde gelegt.

Der Vergleich der Größen: Einzelschlagenergie des Hydraulikhammers und die erschütterungswirksame Energie des Sprengstoffes im Bohrloch weisen darauf hin, dass beim Hydraulikhammer nicht mit nennenswerten Erschütterungen zu rechnen ist.

Die Erschütterungszeiten der Modelle sind in der Tabelle 8.1 zusammengestellt. Bei den Modellen BuS sind die Erschütterungszeiten sehr niedrig und in den Modellen HYHA sehr hoch.

Tabelle 8.1: Erschütterungswerte

Modell	t_E [h/a]	t_E -skaliert [-]	Q_E [kJ/Ereignis]*	Q_E -skaliert [-]
BuS A-3	0,03	100,00	51.149,60	0,04
BuS B-3	0,03	100,00	63.688,80	0,03
HYHA A-3	1.795,00	0,00	20,00	100,00
BuS A-9	0,06	50,00	51.149,60	0,04
BuS B-9	0,06	50,00	63.688,80	0,03
HYHA B-3	1.187,20	0,00	40,00	50,00
HYHA A-9	1.187,20	0,00	60,00	33,33
HYHA B-9	1.187,20	0,00	120,00	16,67

t_E Erschütterungszeit, Q_E Erschütterungswirksame Energie,

* bei HYHA ist das Ereignis der Schlag des Hammers, bei BuS das Bohrloch

Für den Vergleich ist demnach klar herausgestellt; Erschütterungen, verursacht durch das Sprengen, treten deutlich stärker in Erscheinung als Erschütterungen hervorgerufen durch den Hydraulikhammer.

Für die Bewertung der Erschütterung stellt sich die Frage, ob diese eine schädigende Einwirkung auf die Umwelt bzw. das Umfeld darstellt. In der DIN 4150 sind die Einflüsse von Erschütterungen auf Gebäude und Menschen eindeutig geregelt. Werden Richtwerte der Erschütterung, quantifiziert durch die maximale Schwinggeschwindigkeit bzw. die Schwingstärke, nicht überschritten, so ist das Verfahren (Modell) ohne Einschränkungen anwendbar, andernfalls nicht.

Bezüglich einer korrigierten Skalierung können demnach entweder „sehr gut“ = 100 Punkte oder ein „ungenügend“ = 0 Punkte vergeben werden. Jedoch ist ein subjektiver Einfluss ebenfalls zu berücksichtigen.

Die Schwinggeschwindigkeiten in den Modellen BuS-A erreichen bei ca. 190 m die zulässige maximale Schwinggeschwindigkeit und in den Modellen B bei ca. 210 m. In der Abbildung 53 ist dies als Mindestabstand für die Modelle BuS dargestellt. Wird der Mindestabstand überschritten, ist nicht davon auszugehen, dass Schäden an Gebäuden auftreten werden. In Abhängigkeit der Schwingfrequenz kann auch die maximal zulässige Schwingstärke $KB_{F_{max}}$ bereits bei diesen Abständen erreicht bzw. unterschritten werden.

Bei der Überschreitung dieser Richtwerte werden die Modelle BuS generell ausgeschlossen. Dies hat nur noch den alleinigen Einsatz des Hydraulikhammers zur Folge. Durch die Veränderung der sprengtechnischen Parameter (z. B. Lademenge pro Bohrloch) ist die Einhaltung von Richtwerten bei einer Verringerung des Mindestabstandes möglich. Beim Einsatz des Hydraulikhammers ist der zeitliche Einfluss nur für die Betrachtung in der Nähe sinnvoll. Die Erschütterung durch den Hydraulikhammer ist in ca. 100 m Entfernung so gering, dass ein zeitlicher Einfluss hier nicht mehr entscheidend ist, und der Skalierungswert für die Modelle HYHA (SW HYHA) nimmt bereits ab dieser Entfernung den höchsten Wert von 100 an.

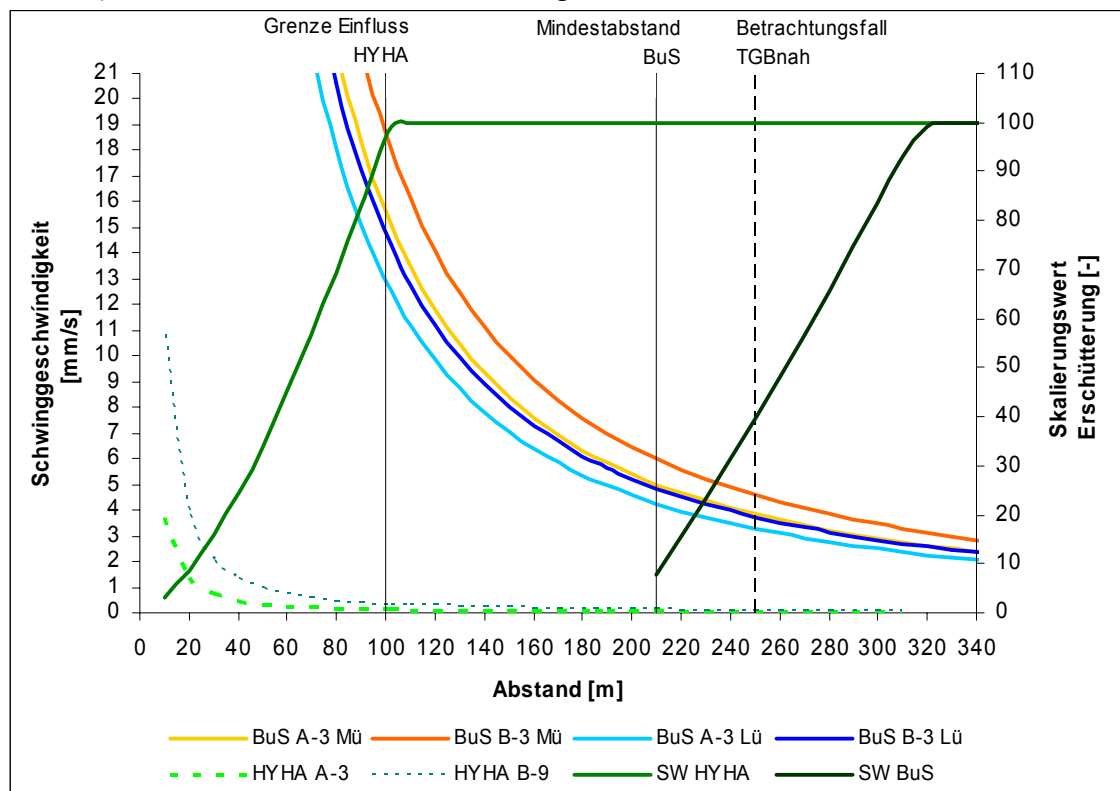


Abbildung 53: Bewertung der Erschütterungen

Die Erschütterungen sind auch noch nach Unterschreitung der Richtwerte spürbar und können zu einer Belästigung des Umfeldes führen. Diese Erschütterungen werden vom Menschen subjektiv wahrgenommen. Das Sprengen stellt ein seltenes Ereignis dar und der eigentliche zeitliche Einfluss ist von geringer Bedeutung.

Die Ausführungen machen deutlich, dass die Erschütterungsemissionen im Zusammenhang mit dem Abstand bewertet werden müssen. Hierbei wird zum einen der Tagebau in der Nähe von sensiblen Objekten und zum anderen der Tagebau in weiter Ferne betrachtet. Der Abstand für den Tagebau in der Nähe wurde mit 250 m festgelegt. Bei diesem Abstand ist der Einfluss des Hydraulikhammers nicht mehr spürbar.

Die Erschütterung des Sprengens hingegen ist noch spürbar, obwohl die Erschütterungsrichtwerte eingehalten werden. Dies nimmt jeder Mensch in der

Umgebung unterschiedlich wahr. Der Skalierungswert der Erschütterungen soll diese Subjektivität tendenziell darstellen. Der Tagebau in weiter Ferne soll für diesen Betrachtungsfall mit einem Abstand von ca. 1.000 m festgelegt werden.

Die Grenze zwischen nah und fern ist keine feste Größe, sondern von Fall zu Fall verschieden. Die Skalierungswerte der Erschütterung sind in der Abbildung 54 dargestellt. Es wird deutlich, dass die Gewinnung mit dem Hydraulikhammer in beiden Betrachtungsfällen eine hohe Umweltverträglichkeit besitzt. Das Bohren und Sprengen hat im Betrachtungsfall TGB-nah deutlich weniger Skalierungswerte und ist damit bezüglich der Umweltverträglichkeit ungünstiger als die Gewinnung mit dem Hydraulikhammer. Trotz dessen ist das Bohren und Sprengen nicht zu vernachlässigen.

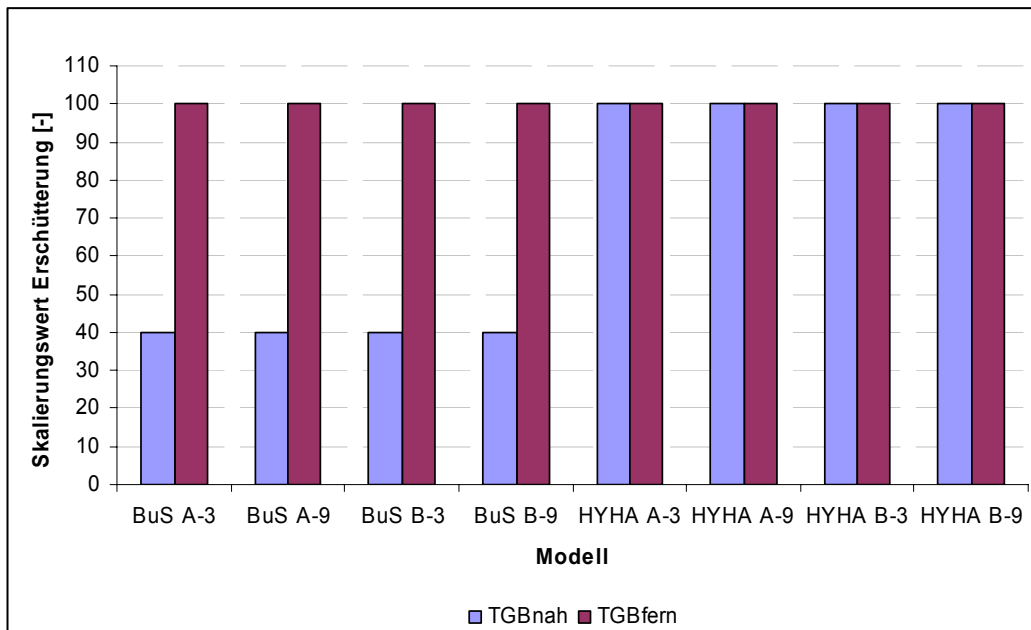


Abbildung 54: Erschütterung nach der Skalierung

Schwingungen durch den Einsatz des Hydraulikhammers sind auch bei einer Entfernung $r < 200$ m vom Tagebau deutlich geringer. Dieser Vorteil wird in der Nähe der Emissionsquelle durch die Kriterien Anzahl der Ereignisse und Erschütterungszeit relativiert. Für die unmittelbar betroffenen Personen (Maschinenführer) ist in diesem Zusammenhang von Bedeutung, ob sie dieser Erschütterung über einen längeren Zeitraum ausgesetzt sind. Während der Mensch im Hydraulikbagger in unmittelbarer Nähe der Erschütterungsquelle arbeitet, wird während einer Sprengung ein Bereich von 300 m abgesperrt. Innerhalb dieses Bereiches befindet sich höchstens eine berechnete Person in einem geschützten Bereich zur Zündung der Sprengladung. Diese Person ist während einer Zeit $t_E < 5$ s erhöhten Erschütterungen ausgesetzt, wobei in diesem Fall der Schall deutlich störender ist als die Erschütterung.

Der Mensch im Hydraulikbagger ist nicht nur 5 s einer Erschütterung ausgesetzt, sondern nahezu während der gesamten Arbeitszeit. Er hat auch nicht die Möglichkeit, den Abstand zur Erschütterungsquelle zu vergrößern. Ist die Maschinenteknik nicht in der Lage, die Schwingungen, hervorgerufen durch den Einsatz des Hydraulikhammers, zu dämpfen, so spricht dies für eine negative Bewertung. Die Arbeitsplatzbewertung ist jedoch nicht Gegenstand der vorliegenden Bewertung. Es wird vorausgesetzt, dass die zulässigen Grenzwerte am Arbeitsplatz eingehalten werden.

8.2.2 Schall

Für den Vergleich des Schalls gehen die Schallpegel der Schallszenarien als mittlere Schallpegel nach Gleichung (3.1) der jeweils zwei betrachteten Schallszenarien in die Bewertung ein.

Zur Orientierung sind die Ergebnisse der Schallimmissionsberechnung in der Abbildung 55 dargestellt. In den ersten Jahren ist die Schallimmission stets höher als in letzten Jahren. Die Schallimmissionen der Modelle BuS sind zu Beginn des Abbaus niedriger als bei den Modellen HYHA. Weiterhin ist in der Abbildung 55 zu erkennen, dass die Immissionen unterschiedlich stark abnehmen. Die deutlichsten Immissionsdifferenzen sind bei den Modellen HYHA-3 zu erkennen, was zum Ergebnis führt, dass gegen Ende der Gewinnungszeit die Schallimmissionen der Modelle HYHA-3 mit denen der Modelle BuS-3 vergleichbar sind. Im Vergleich zu den Ausgangsszenarien liegen sie also dicht zusammen. Eine Angleichung der Immissionen gegen Ende der Abbauezeit findet auch bei den Modellen mit der Gewinnungsleistung 900.000 t/a statt, jedoch liegen die Immissionen der Modelle HYHA-9 am Ende noch deutlich über denen der Modelle BuS-9.

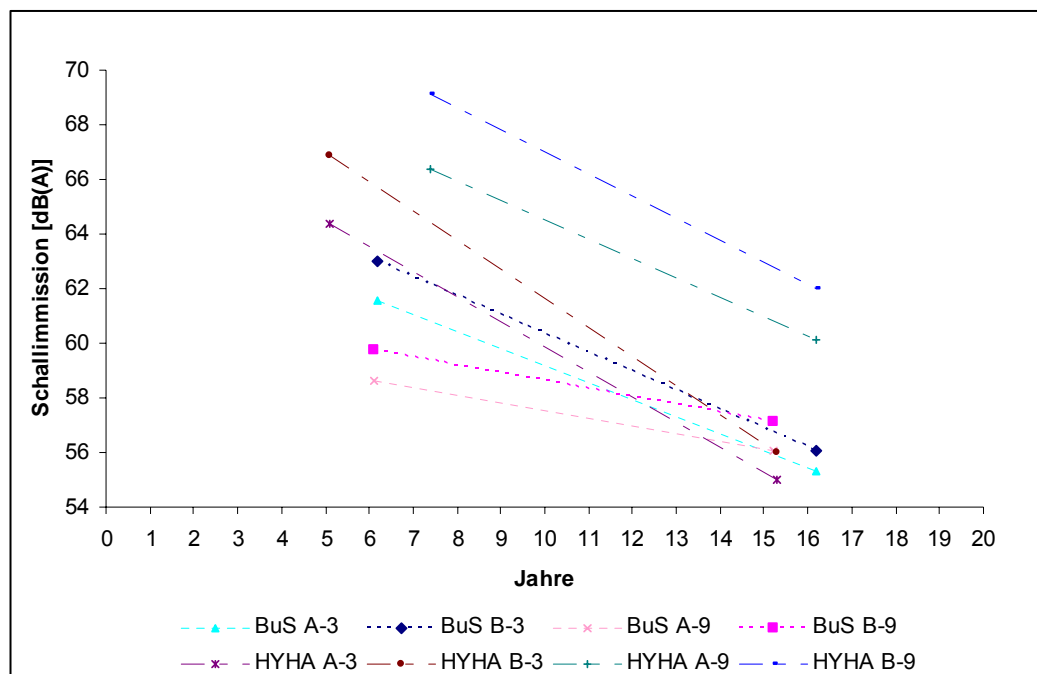


Abbildung 55: Schallimmissionen der Modelle BuS und HYHA

Die Immission von jeweils zwei Schallszenarien berücksichtigten sowohl die Höhe der Immission als auch die Veränderung der Immission während des Abbaus. Durch die Mittelwertbildung von Schallimmissionen geht aufgrund des Logarithmus der höhere Wert stärker ein als der niedrigere. Dies wirkt sich vor allem beim Modell HYHA B-3 durch eine hohe Immission zu Beginn des Abbaus nachteilig aus.

Für eine vergleichende Bewertung der Schallimmissionspegel wird das menschliche Hörempfinden zugrunde gelegt. Demnach empfindet der Mensch einen Anstieg des Schallpegels von 10 dB(A) als eine Verdoppelung der Lautstärke. Diese Information fließt in die Bewertung als Korrekturfunktion ein. Demnach berücksichtigt die Bewertung nicht die Absolutwerte, sondern die Differenzen zum niedrigsten Schallpegel.

Die Abbildung 56 zeigt den mittleren Schallpegel der Modelle und die Skalierungswerte Schall. Der Unterschied zwischen dem Skalierungswert ohne Korrektur und dem

Skalierungswert mit Korrektur bezüglich des menschlichen Hörempfindens ist deutlich zu erkennen.

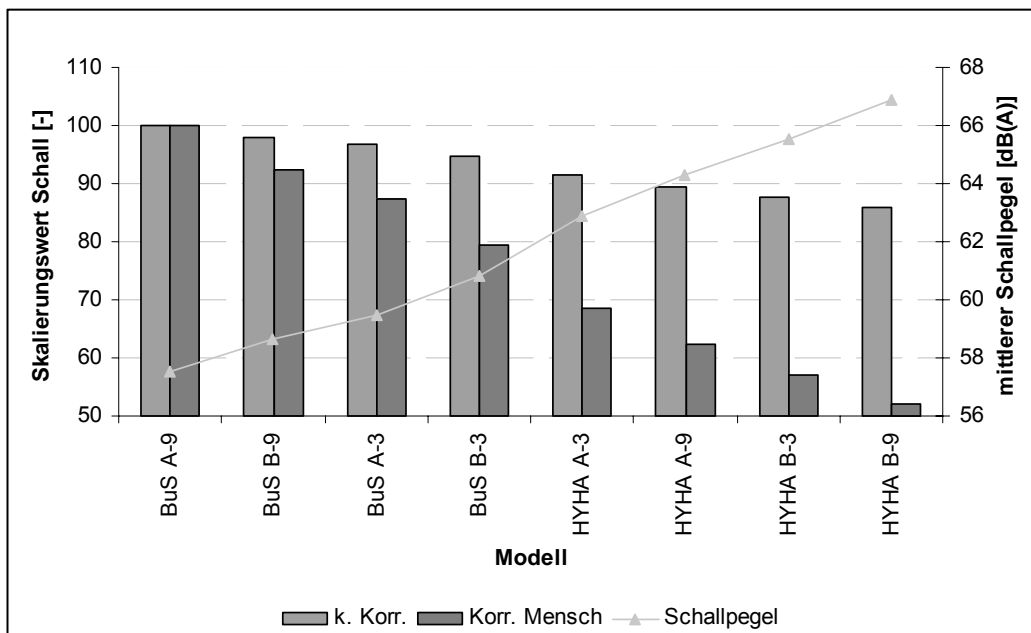


Abbildung 56: Schallimmission nach der Skalierung

Die Frage nach einer schädigenden Einwirkung auf die Umwelt bzw. das Umfeld wird durch den Bezug auf das menschliche Hörempfinden berücksichtigt. Das Ergebnis spiegelt die Situation am Rand der Tagebaumodelle wider. Im Umfeld der Modelle HYHA sind, verglichen mit den Modellen BuS, höhere Schallimmissionen zu erwarten. Es wird davon ausgegangen, dass Richtwerte bei allen Modellen eingehalten werden. Das seltene Ereignis „Sprengknall“ findet in der Bewertung der Modelle keine Berücksichtigung.

8.2.3 Staub

Für den Vergleich der Staubemissionen wurde der Staubanfall für die Modelle berechnet. Die spezifischen Emissionen sowohl bei den Modellen BuS als auch bei den Modellen HYHA ändern sich unwesentlich. Zwischen dem staubintensivsten Modell (HYHA B-3) und staubärmsten Modell (BuS A-9) zeigt sich nur ein geringer Unterschied von ca. 30 g/t. Dieser wird im Wesentlichen durch den Transport erzeugt. Die Staubemissionen sind in der Abbildung 57 dargestellt. Die Skalierungswerte haben eine maximale Differenz von 8. Diese Differenz ist als gering einzuschätzen.

Eine Aussage über die Korngrößenzusammensetzung des Staubes kann nur im Zusammenhang mit den Angaben der berücksichtigten Quellen erfolgen. Für die Prozesse Lösen, Transportieren und Vorbrechen ist demnach die maximale Staubkorngröße 30 µm [28, 150]. Für den Prozess Laden hingegen wird ein maximales Staubkorn von 500 µm angegeben [11]. Die höchsten Anteile der Staubemissionen wurden für die Transportprozesse berechnet (>82 %). Dieser Staub sinkt nicht sofort zu Boden, sondern kann längere Zeit in der Atmosphäre verbleiben.

Die anfallende Menge ist nicht vom Löseverfahren (Bohren und Sprengen oder Schlagen), sondern von den Transportprozessen abhängig. Hierbei wird für den SKW-Transport die Grundaussage deutlich, dass der Transport mit einem großen SKW eine geringere spezifische Staubeentwicklung zur Folge hat.

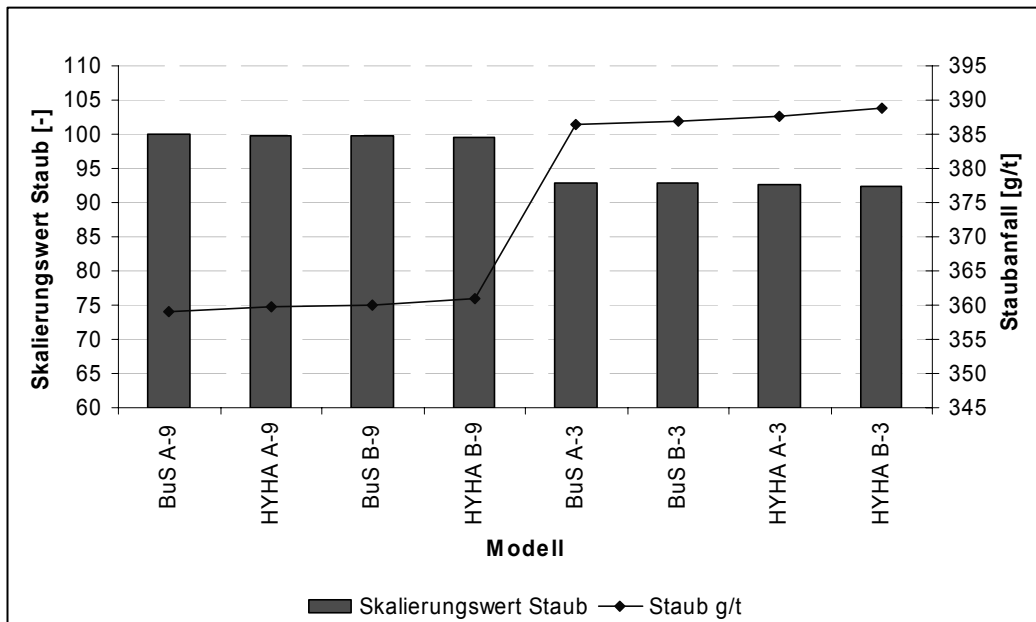
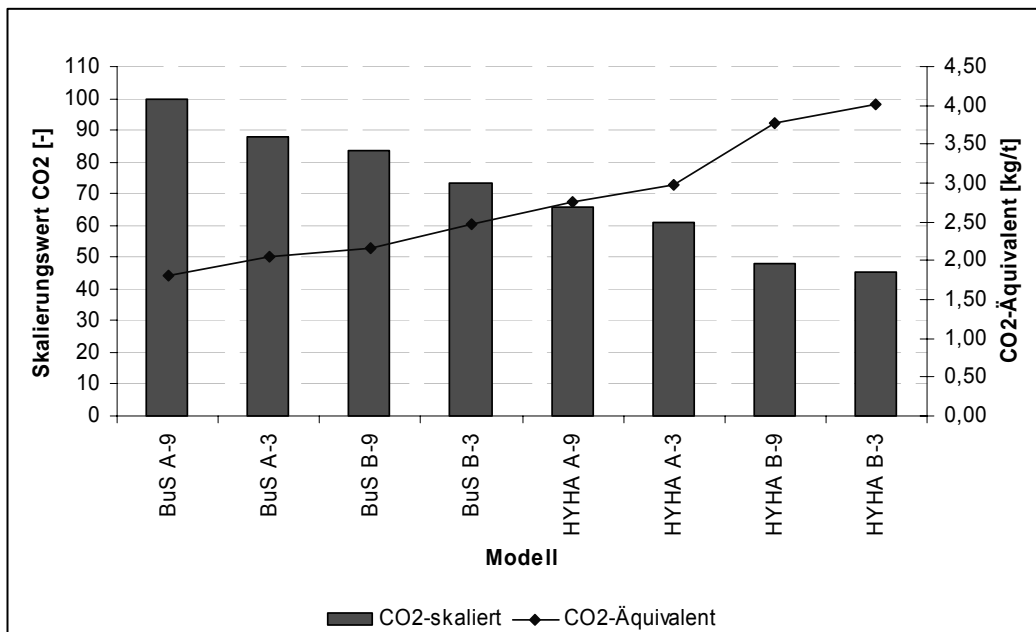


Abbildung 57: Staubemissionen nach der Skalierung

8.2.4 Gasförmige Emissionen

Die CO₂-Äquivalente sind in der Abbildung 58 dargestellt. Da es sich bei diesen Werten bereits um zusammengefasste Werte handelt, wird eine Differenzierung bzw. Korrektur der Ergebnisse nicht vorgenommen.

Abbildung 58: CO₂-Äquivalent nach der Skalierung

Der Einfluss des Löseverfahrens wird vor allem dadurch deutlich, dass die Modelle BuS stets geringere CO₂-Äquivalente emittieren als die Modelle HYHA. Dies hat höhere Skalierungswerte für die Modelle BuS zur Folge.

Das Ranking der SO₂- und TOPP-Äquivalente ändert sich im Vergleich zum CO₂-Äquivalent nicht, wie in der Abbildung 59 deutlich wird. Die zwei Äquivalente

verhalten sich ähnlich. Die Modelle BuS erhalten die höheren Skalierungswerte. Für die zusammenfassende Bewertung soll daher nur ein Skalierungswert, der des SO₂-Äquivalents, verwendet werden. Falls das zusammengefasste Ergebnis nicht eindeutig ist, wird der Skalierungswert für das TOPP-Äquivalent als weiteres Bewertungskriterium berücksichtigt.

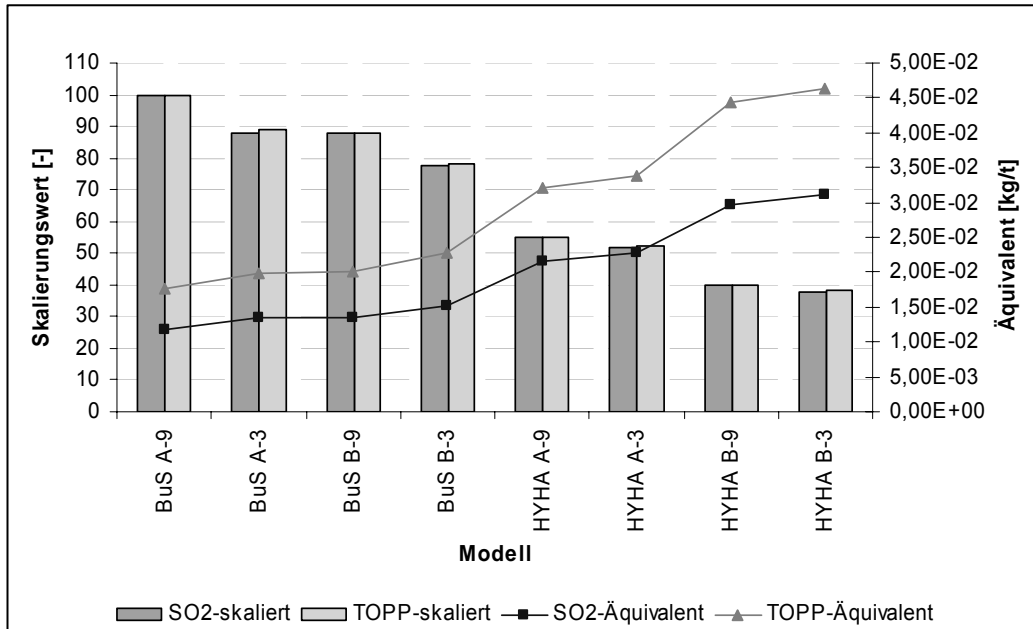


Abbildung 59: SO₂- und TOPP-Äquivalent nach der Skalierung

8.2.5 KEA

Die KEAs der Modelle nach der Skalierung sind in der Abbildung 60 dargestellt. Das Ranking der Modelle bezüglich der „Skalierungswerte KEA“ ist mit dem der „Skalierungswerte CO₂-Äquivalent“ vergleichbar.

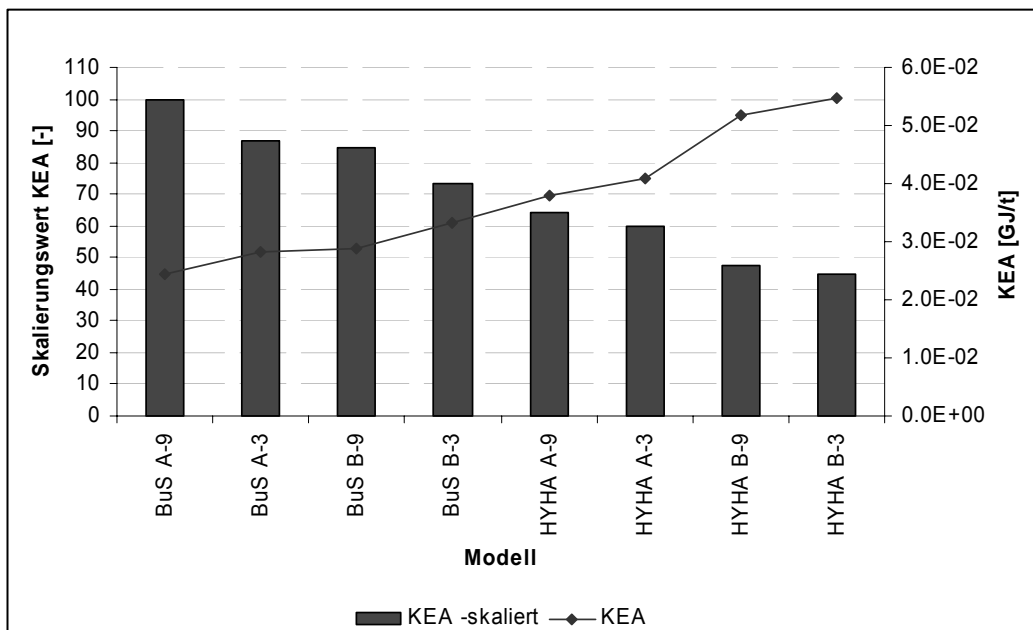


Abbildung 60: KEA nach der Skalierung

8.2.6 Flächeninanspruchnahme

Die Inanspruchnahme der Flächen ist für die vier Modelle in der Abbildung 61 dargestellt. Hierin wird folgendes deutlich:

Die Flächenerweiterung erfolgt bei der Gewinnungsleistung von 300.000 t/a bis zu den Jahren 6/7 gleichmäßig. Mit Ausnahme der Jahre 7, 8, 9 und 11 sind die beanspruchten Flächen im Modell HYHA-3 generell größer als im Modell BuS-3. Im Modell HYHA-3 befindet sich die gesamte Fläche bereits ab dem Jahr 12 und im Modell BuS-3 erst ab dem Jahr 14 in Abbau.

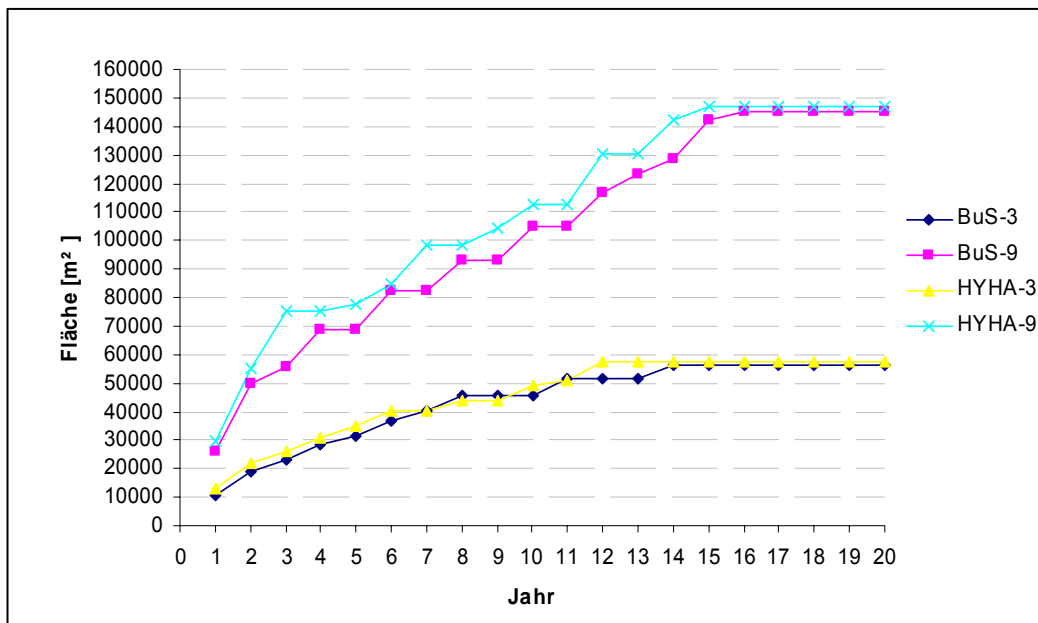


Abbildung 61: Flächeninanspruchnahme in den Jahren 1 bis 20

Bei der Gewinnungsleistung von 900.000 t/a findet die Flächenerweiterung nicht so gleichmäßig wie bei der Gewinnungsleistung von 300.000 t/a statt. Ohne Ausnahme ist die beanspruchte Fläche in jedem Jahr beim Modell HYHA-9 größer als beim Modell BuS-9. Die Gesamtfläche wird im Modell HYHA-9 ab dem Jahr 15 und im Modell BuS-9 ab dem Jahr 16 beansprucht.

In der Abbildung 62 ist die spezifische Flächeninanspruchnahme für alle Modelle dargestellt. Die Kurvenverläufe für die Modelle 300.000 t/a sind gleichmäßiger als jene der Modelle 900.000 t/a.

Weiterhin werden sowohl durch den Kurvenverlauf als auch durch die mittlere spezifische Flächeninanspruchnahme folgende Tendenzen deutlich:

Die Modelle mit der Gewinnungsleistung 300.000 t/a haben generell eine höhere spezifische Flächeninanspruchnahme zur Folge als die Modelle mit der Gewinnungsleistung 900.000 t/a. Die spezifische Flächeninanspruchnahme der Modelle HYHA ist größer als die der Modelle BuS. Die geringste mittlere Flächeninanspruchnahme tritt auf beim Modell BuS-9 mit ca. 137 cm²/t und die größte beim Modell HYHA-3 mit ca. 188 cm²/t.

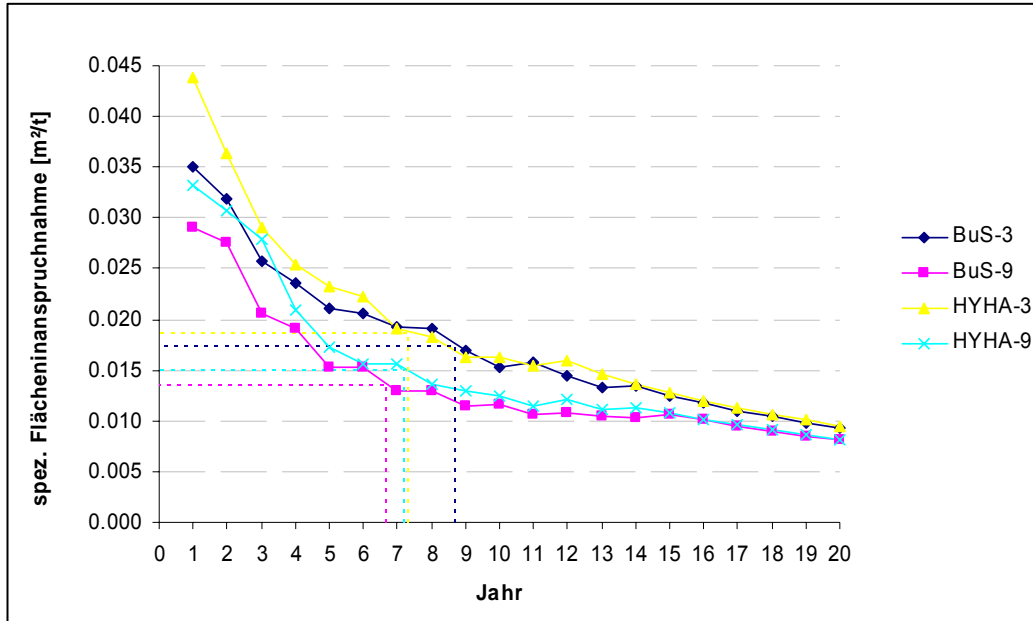


Abbildung 62: Spezifische Flächeninanspruchnahme in den Jahren 1 - 20

Die Zeitpunkte, zu denen die mittleren spezifischen Flächeninanspruchnahmen erreicht werden, sind für die Bewertung nicht entscheidend, sondern nur die Werte selbst, da diese die Situation über einen längeren Zeitraum ausreichend widerspiegeln (S. 29 f). Die Abbildung 63 verdeutlicht die Situation der spezifischen mittleren Flächeninanspruchnahme nach der Skalierung.

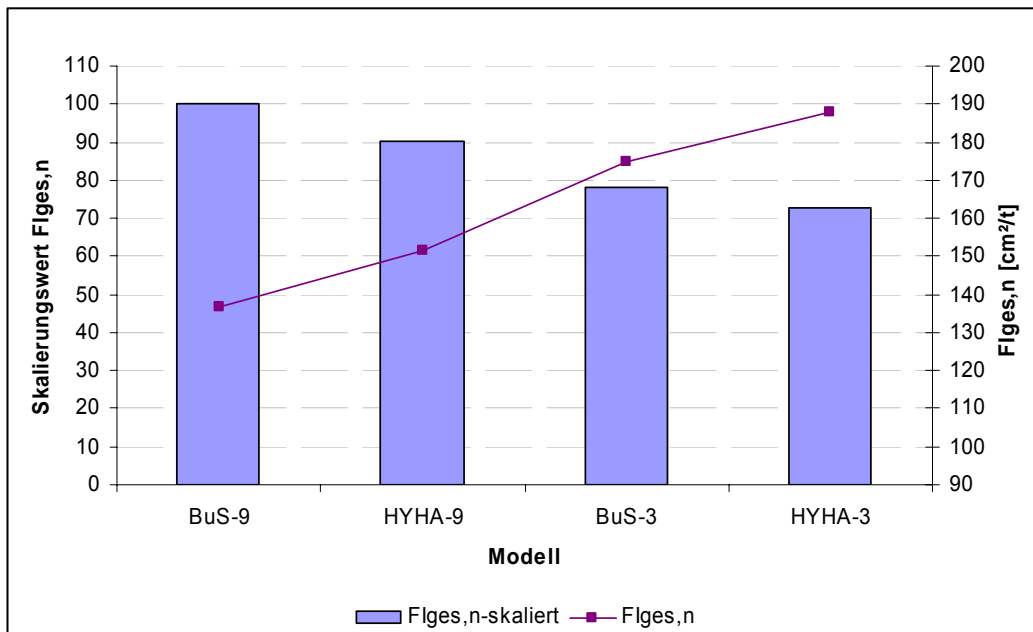


Abbildung 63: Spezifische mittlere Flächeninanspruchnahme nach der Skalierung

8.2.7 Festlegung der Wichtungsfaktoren

Die Festlegung der Wichtungsfaktoren ist von den Präferenzen des Bearbeiters abhängig. Dabei ist die generelle Aufgabe, für welchen Anwendungsfall, welche Einflüsse, mit welcher Größe in eine Gesamtbewertung einfließen sollen. Diese Festlegung kann niemals eine allgemeingültige Lösung sein, sondern ist eine Fallentscheidung. Zwei Fälle wurden hierfür festgelegt. Diese sind:

- TGB-nah: Tagebau in der Nähe einer Ortschaft (ca. 250 m)
- TGB-fern: Tagebau in weiter Ferne (ca. 1000 m)

Für diese zwei Fälle wird die Festlegung von Wichtungsfaktoren nachfolgend beschrieben (Tabelle 8.2).

Alle Umwelteinflüsse für den Betrachtungsfall TGB-nah sind gleichwertig. Für den Betrachtungsfall TGB-fern treten nur noch die global/regional wirkenden Einflüsse in Erscheinung. Der Staub wird hier zu einem Teil als global/regional wirkend eingeschätzt, da der Feinstaub über einen längeren Zeitraum in der Atmosphäre verbleibt.

Die Festlegung der Wichtungsfaktoren für die Umwelteinflüsse ist ein Vorschlag zur Darstellung der Ergebnisse. Diese Festlegung der Wichtungsfaktoren ließe sich weiter verfeinern, z. B. durch direkte Befragung (Kontingente Bewertung). Diese Maßnahme würde den Rahmen dieser Arbeit überschreiten. Sicherlich stellt die Kontingente Bewertung einen interessanten Ansatz für zukünftige Arbeiten zur Bewertung von Umwelteinflüssen in der Natursteinindustrie dar.

Tabelle 8.2: Wichtungsfaktoren der Umwelteinflüsse für zwei Betrachtungsfälle

	TGB-nah	TGB-fern
CO ₂ -Äquivalent	1	1
Erschütterung	1	0
Fläche	1	0
KEA	1	1
Lärm	1	0
SO ₂ -Äquivalent	1	1
Staub	1	0,5

8.3 Ergebnisse der vergleichenden Bewertung

Für den Betrachtungsfall TGB-fern ist der Zusammenhang zwischen Umweltverträglichkeitswert und den FMK in der Abbildung 64 dargestellt. Der Umweltverträglichkeitswert, als Summe der Produkte von Wichtungsfaktor und Skalierungswert, setzt sich für TGB-fern aus vier Umwelteinflüssen zusammen. Der höchste Umweltverträglichkeitswert und die geringsten FMK werden beim Modell BuS A-9 und der niedrigste Umweltverträglichkeitswert und die höchsten FMK beim Modell HYHA B-3 erreicht.

Es wird deutlich, welche Auswirkungen eine Umstellung von Bohren und Sprengen auf die Gewinnung mit Hydraulikhammer hat. Ist zum Beispiel die Gewinnung durch Bohren und Sprengen untersagt, so hat man alternativ die Möglichkeit, den Hydraulikhammer zur Direktgewinnung einzusetzen. Dies hat aber eine Erhöhung der FMK und eine Verschlechterung der Umweltverträglichkeitswerte zur Folge.

Die TOPP-Äquivalente wurden nicht berücksichtigt. Finden diese Äquivalente in der Berechnung Anwendung, dann stellen sich die Umweltverträglichkeitswerte für die Modelle BuS noch positiver dar.

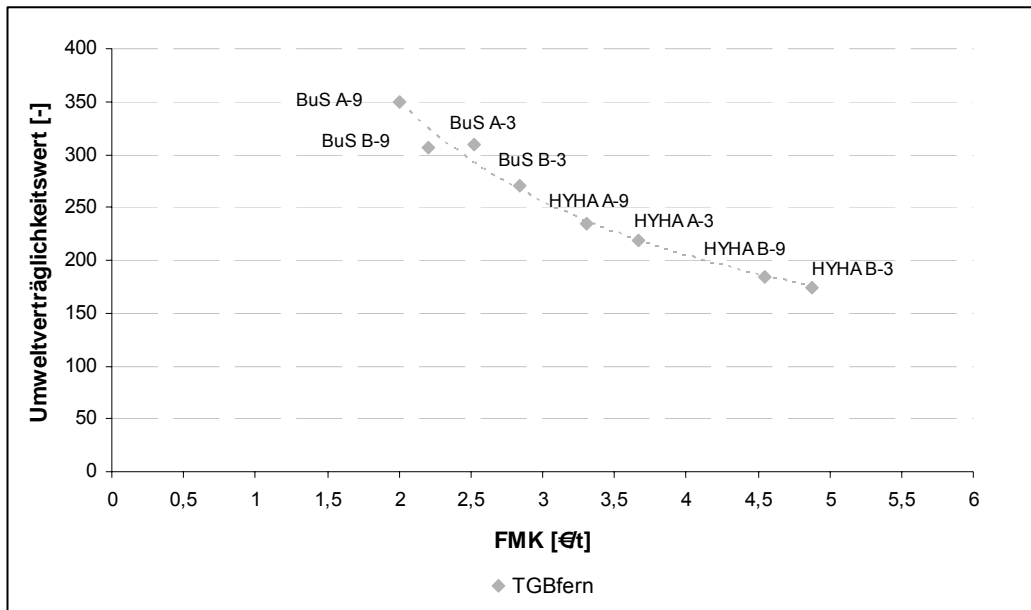


Abbildung 64: FMK und der Umweltverträglichkeit für TGB-fern

Für den Betrachtungsfall TGB-nah ist der Zusammenhang zwischen Umweltverträglichkeitswert und FMK in der Abbildung 65 dargestellt. Dieser Umweltverträglichkeitswert berücksichtigt sieben Umwelteinflüsse und ist daher höher als im Betrachtungsfall TGB-fern. Die Aussage, der Betrachtungsfall TGB-nah ist aufgrund der höheren Umweltverträglichkeitswerte „umwertfreundlicher“ als der Betrachtungsfall TGB-fern, trifft nicht zu.

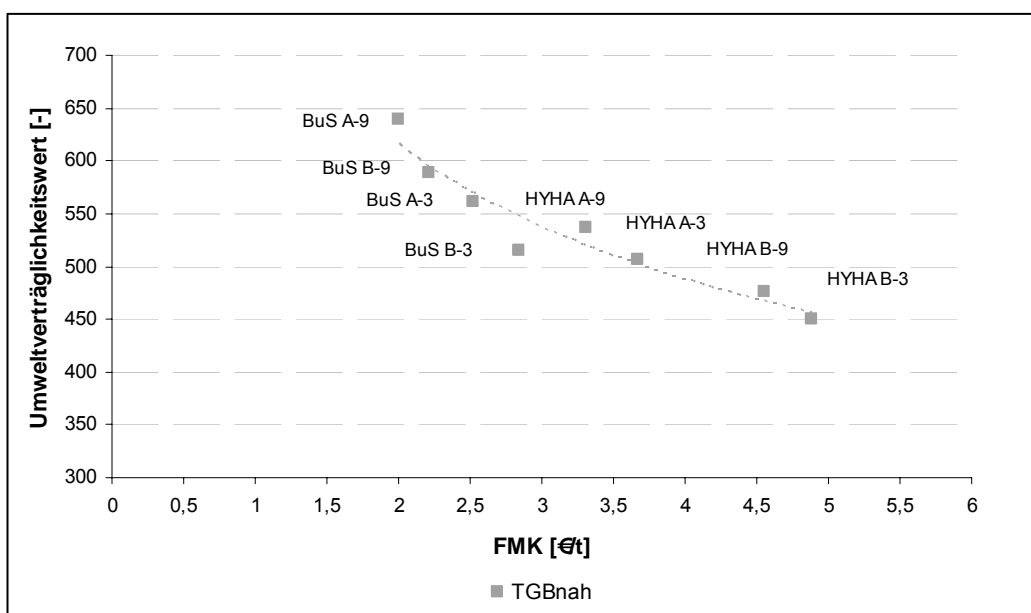


Abbildung 65: FMK und der Umweltverträglichkeit für TGB-nah

Es zeigt sich, dass die Modelle Bohren und Sprengen (BuS) im Vergleich zu den Modellen Schlagen mit Hydraulikhammer (HYHA) höhere und damit bessere Umweltverträglichkeitswerte besitzen. Dies trifft sowohl für die Betrachtung TGB-nah als auch TGB-fern zu (Anlage 30).

Der Zusammenhang aus den Abbildungen 65 und 66 lässt sich auch für jeden einzelnen Umwelteinfluss bzw. Skalierungswert und den FMK darstellen. Dies ist mit Skalierungswert CO₂-Äquivalent in der Abbildung 66 dargestellt.

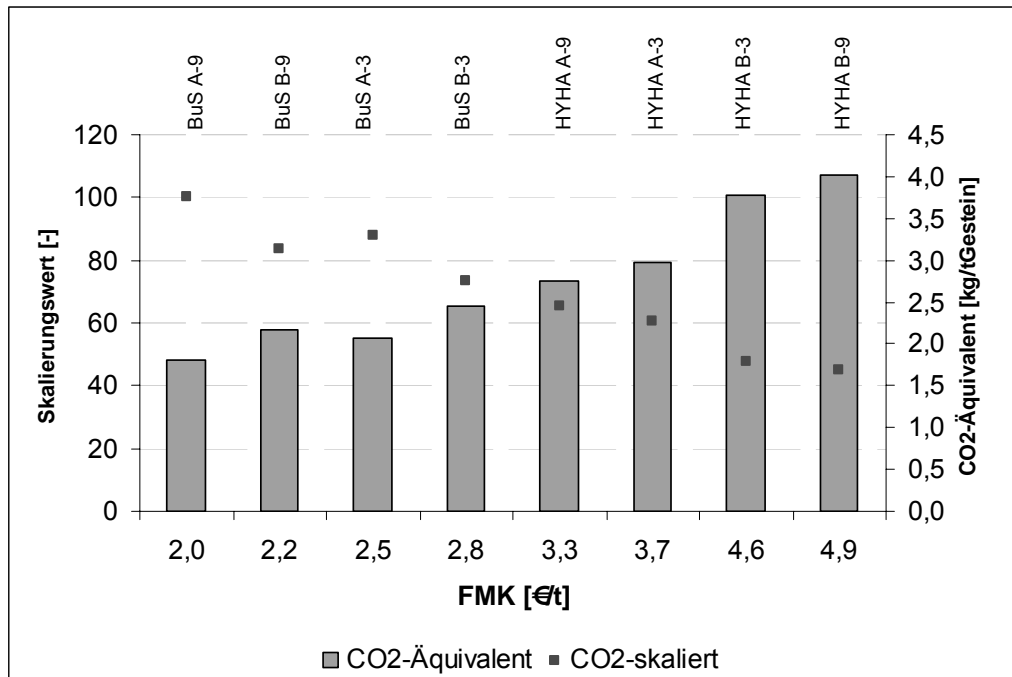


Abbildung 66: Zusammenhang zwischen FMK und CO₂-Äquivalent

Es ist deutlich zu erkennen, dass die Umstellung von Modell BuS A-9 auf HYHA A-9 sowohl einen Anstieg der FMK um 66% als auch einen Anstieg der CO₂-Äquivalente um 52% bewirkt.

Die Abbildung 67 gibt die Struktur des Umweltverträglichkeitswertes TGB-nah wieder. Für den TGB-nah setzt sich der Umweltverträglichkeitswert für jedes Modell aus sieben Skalierungswerten zusammen. Bei den Modellen BuS besteht jeder Umweltverträglichkeitswert aus ähnlich hohen Skalierungswerten. Diese unterscheiden sich um 0% bis 5%, bezogen auf den jeweiligen Umweltverträglichkeitswert. Eine Ausnahme bildet der Skalierungswert Erschütterung, welcher nach einer verbalen Argumentation festgelegt wurde und die ungünstigen Verhältnisse widerspiegelt. Dieser Skalierungswert hat mit 40 einen geringen Anteil von 6% bis 8%, während die anderen Skalierungswerte Anteile von 15% bis 20% aufweisen (Anlage 30). Als Ergebnis für den Betrachtungsfall TGB-nah setzt sich der höchste Umweltverträglichkeitswert (UVW) der Modelle BuS aus folgenden Anteilen zusammen:

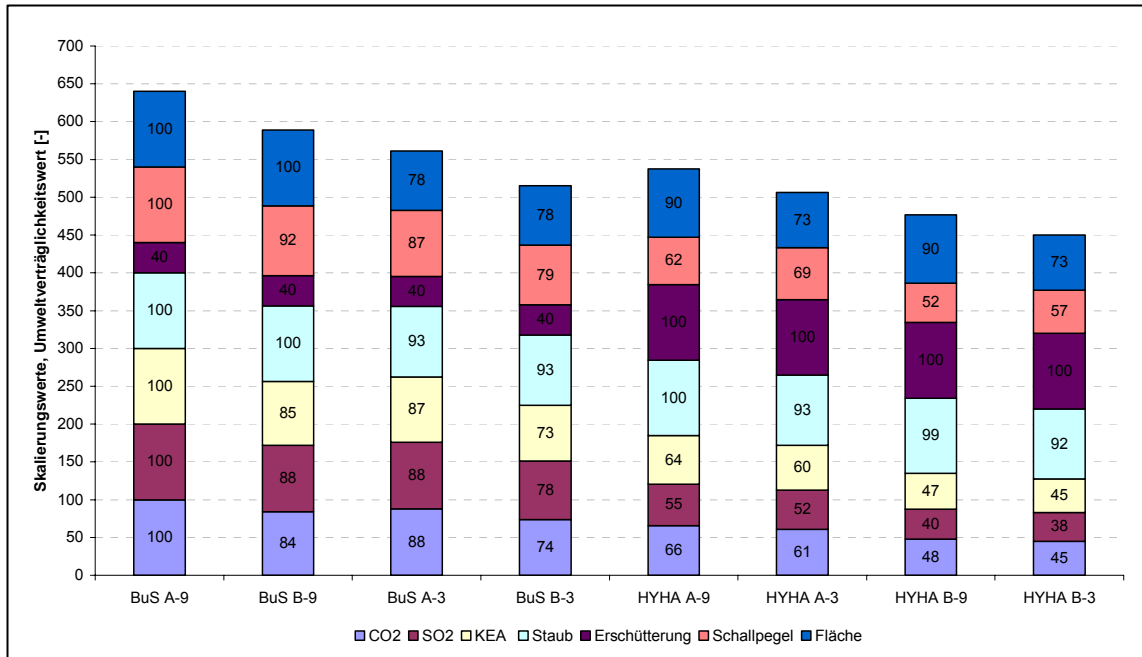


Abbildung 67: Struktur des Umweltverträglichkeitswertes, TGB-nah

$$\begin{aligned}
 UVW_{\text{BuS A-9 nah}} = & 16\% \text{CO}_2\text{-Äquivalent} + 16\% \text{SO}_2\text{-Äquivalent} + 16\% \text{KEA} \\
 & + 16\% \text{Staub} + 6\% \text{Erschütterung} + 16\% \text{Schall} + 16\% \text{Fläche}
 \end{aligned}$$

Bei den Modellen HYHA unterscheiden sich die Skalierungswerte um 9% bis 12%. Die geringsten Anteile weisen die SO₂-Äquivalente mit 8% bis 10% auf. Die Anteile der Erschütterungen sind mit 19% bis 22% ähnlich hoch wie die des Staubes. Der höchste Umweltverträglichkeitswert der Modelle HYHA setzt sich aus folgenden Anteilen zusammen:

$$\begin{aligned}
 UVW_{\text{HYHA A-9 nah}} = & 12\% \text{CO}_2\text{-Äquivalent} + 10\% \text{SO}_2\text{-Äquivalent} + 12\% \text{KEA} \\
 & + 19\% \text{Staub} + 19\% \text{Erschütterung} + 12\% \text{Schall} + 17\% \text{Fläche}
 \end{aligned}$$

Die Skalierungswerte CO₂-Äquivalent, SO₂-Äquivalent, KEA, Staub, Schall und Fläche zeigen das Verhältnis von „niedrigstem Umwelteinfluss“ zu „jeweiligem Umwelteinfluss“. Die Veränderung von Modell BuS A-9 zu HYHA A-9 drückt sich in der Abbildung 67 wie folgt aus:

Die CO₂-Äquivalente für das Modell BuS A-9 betragen 66% des Modells HYHA A-9. Die SO₂-Äquivalente für das Modell BuS A-9 betragen 55% des Modells HYHA A-9. Der KEA für das Modell BuS A-9 beträgt 64% des Modells HYHA A-9. Die Staubemission für das Modell BuS A-9 unterscheidet sich vom Modell HYHA A-9 nicht. Die mittlere Flächeninanspruchnahme für das Modell BuS A-9 beträgt 90% des Modells HYHA A-9. Der mittlere Schallimmissionspegel für das Modell BuS A-9 beträgt 62% des Modells HYHA A-9.

Diese Lesart lässt sich nur beim Vergleich zum Modell mit den höchsten Skalierungswerten durchführen.

Für eine erste allgemeine Abschätzung bietet sich zur Interpretation in der Abbildung 67 ein einfacher Vergleich untereinander an, indem der höhere Skalierungswert einen geringeren Umwelteinfluss beschreibt.

Der Betrachtungsfall TGB-fern berücksichtigt für jedes Modell nur die global/regional wirkenden Umwelteinflüsse, wie CO₂-, SO₂-Äquivalent, KEA und Staub mit den in der Tabelle 8.2 dargestellten Faktoren. In der Abbildung 68 ist die Struktur des Umweltverträglichkeitswertes für den TGB-fern dargestellt.

Die Anteile der Skalierungswerte CO₂, SO₂ und KEA betragen bei den Modellen BuS 27% bis 29% und sind gleichmäßig auf den Umweltverträglichkeitswert verteilt. Der Einfluss des Staubes ist mit 14% bis 16% gering. Der höchste Umweltverträglichkeitswert (UVW) der Modelle BuS für den Betrachtungsfall TGB-fern setzt sich aus folgenden Anteilen zusammen:

$$\begin{aligned} \text{UVW}_{\text{BuS A-9 fern}} = & 29\% \text{CO}_2\text{-Äquivalent} + 29\% \text{SO}_2\text{-Äquivalent} + 28\% \text{KEA} \\ & + 14\% \text{Staub} \end{aligned}$$

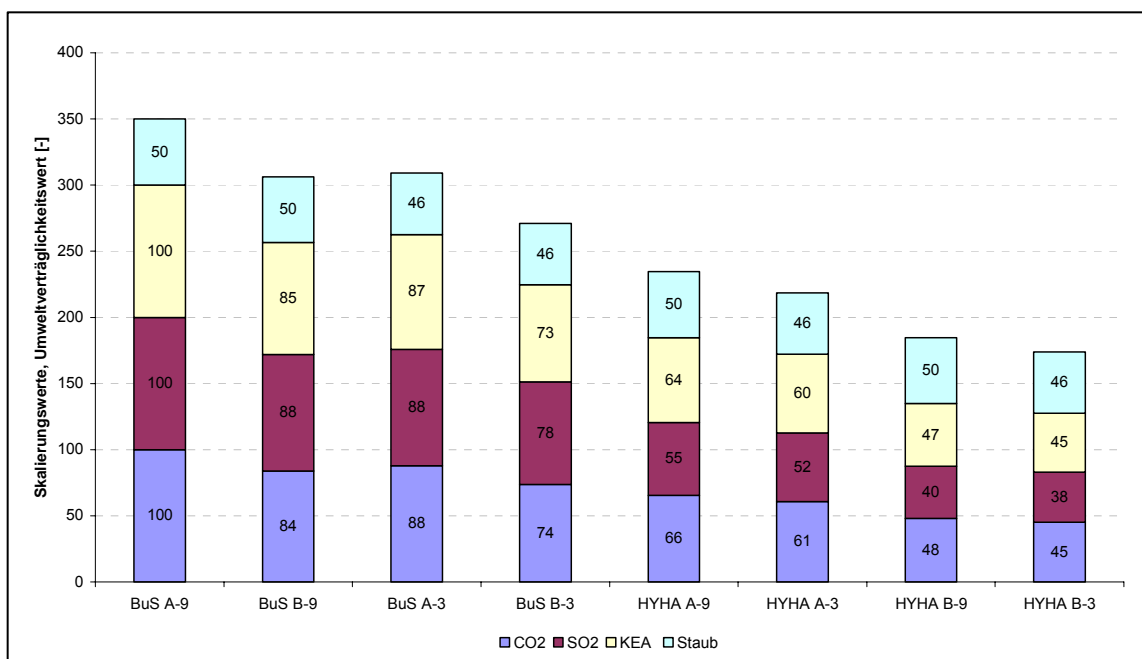


Abbildung 68: Struktur des Umweltverträglichkeitswertes, TGB-fern

Die Verteilung der Skalierungswerte CO₂, SO₂ und KEA ist bei den Modellen HYHA mit Anteilen von 23% bis 28% geringfügig ungleichmäßiger als bei den Modellen BuS. Einfluss des Staubes ist mit 21% bis 27% etwa so hoch wie der Einfluss der anderen Skalierungswerte. Bei den Modellen HYHA-B ist der Einfluss der Skalierungswerte für das SO₂ mit 22% am niedrigsten (Anlage 30). Der niedrigste UVW der Modelle HYHA für den Betrachtungsfall TGB-fern setzt sich zusammen aus:

$$\begin{aligned} \text{UVW}_{\text{HYHA B-9 fern}} = & 26\% \text{CO}_2\text{-Äquivalent} + 22\% \text{SO}_2\text{-Äquivalent} + 26\% \text{KEA} \\ & + 27\% \text{Staub} \end{aligned}$$

9 Sensitivitätsanalyse

Die vorliegende Arbeit beinhaltet vielfältige Annahmen mit weitreichenden Verknüpfungen und somit Auswirkungen auf das Gesamtergebnis.

Einen großen Einfluss hat hierbei die Festlegung des Energieverbrauches in Form des Dieserverbrauches. Daher soll die Auswirkung der Annahme Dieserverbrauch für jedes Abbausystem untersucht werden, indem der Einfluss des Dieserverbrauchs auf die Wirtschaftlichkeit, auf die gasförmigen Emissionen (CO₂, SO₂) sowie auf den Kumulierten Energieaufwand dargestellt wird.

9.1 Änderung der Dieserverbräuche

Die Annahmen für die Änderung der Dieserverbräuche sind in den folgenden Tabellen dargestellt. Der Verbrauch in allen Modellen wurde für das Lösen, Laden und Transportieren um 10% gesenkt sowie um 10% bzw. 20% erhöht.

Für die Modelle BuS betreffen diese Annahmen das Bohrgerät (Tabelle 9.1), den Radlader (Tabelle 9.2) und den SKW (Tabelle 9.3). Das Abbausystem HYHA und damit die Annahmen für den Dieserverbrauch unterscheiden sich von den Modellen BuS insbesondere durch das Lösen. Statt des Bohrgerätes kommt bei den Modellen HYHA ein Hydraulikbagger mit Hydraulikhammer zum Einsatz (Tabelle 9.1).

Tabelle 9.1: Annahme Dieserverbrauch der Bohrgeräte und des Hydraulikbaggers

Annahme	BuS-A	BuS-B	HYHA
	HBM60	ROC F6	CAT 365
	[l/h]	[l/h]	[l/h]
90%	26,1	30,1	60,3
100%	29,0	33,4	67,0
110%	31,9	36,7	73,7
120%	34,8	40,1	80,4

Tabelle 9.2: Annahme Dieserverbrauch der Radlader

Annahme	BuS-3 / HYHA-3	BuS-9	HYHA-9
	CAT 980	CAT 988	CAT 988
	[l/h]	[l/h]	[l/h]
90%	34,0	50,5	51,9
100%	37,8	56,1	57,7
110%	41,6	61,7	63,4
120%	45,4	67,4	69,2

Tabelle 9.3: Annahme Dieselverbrauch der SKW

Annahme	BuS-3		HYHA-3		BuS-9	HYHA-9
	CAT 769	HD 225-5	CAT 769	HD 225-5	CAT 773	CAT 773
	[l/h]	[l/h]	[l/h]	[l/h]	[l/h]	[l/h]
90%	34,4	21,7	33,2	21,2	41,6	40,6
100%	38,2	24,1	36,9	23,5	46,2	45,1
110%	42,1	26,5	40,5	25,9	50,8	49,7
120%	45,9	28,9	44,2	28,2	55,4	54,2

9.2 Darstellung Änderung der Wirtschaftlichkeit

Die Änderung der FMK infolge der Annahme Dieselverbrauch ist in der Abbildung 69 dargestellt. Die FMK der Modelle HYHA nehmen mit der Verringerung des Dieselverbrauches um 10% etwas deutlicher ab (ca. 2,4%) als bei den Modellen BuS (ca. 1,7%). Die Ursache ist der höhere Dieselverbrauch in den Modellen HYHA. Jedoch bewirkt diese Abnahme keine wesentliche Änderung der Skalierungswerte für die FMK. Das heißt, die FMK verändern sich nicht relativ zueinander.

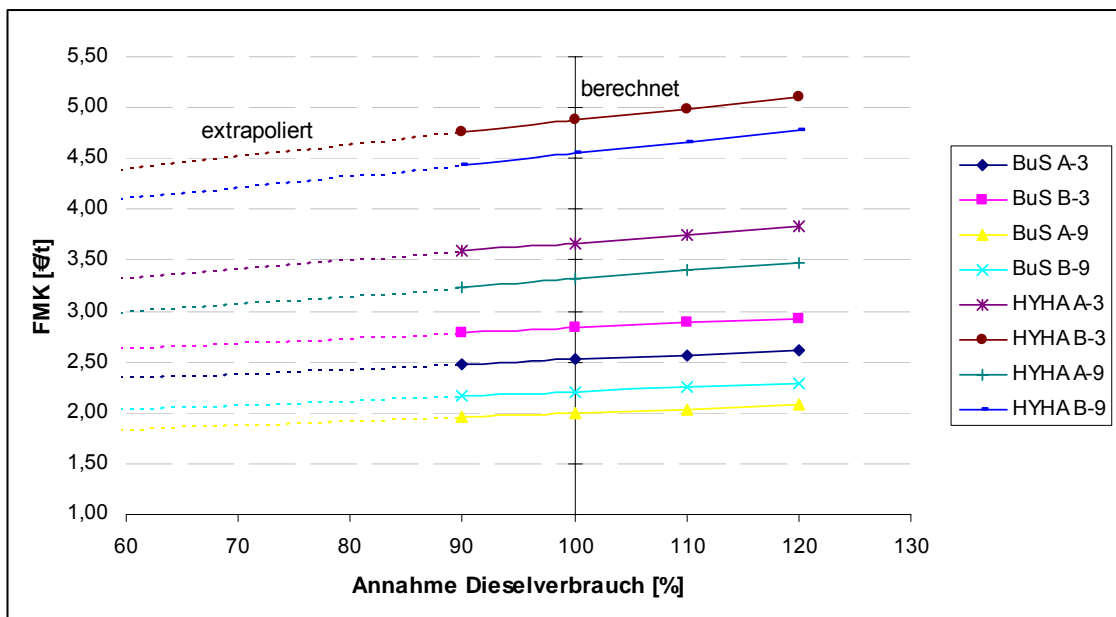


Abbildung 69: FMK in Abhängigkeit der Annahme Dieselverbrauch

Auch eine Verbesserung des Dieselverbrauches bei den Modellen HYHA bei gleichzeitiger Verschlechterung des Dieselverbrauches in den Modellen BuS führt in weiten Bereichen immer noch zu niedrigeren FMK bei den Modellen BuS.

Nimmt man zum Beispiel an, der Dieselverbrauch in den Modellen HYHA stellt sich bei 90% und der Dieselverbrauch in den Modellen BuS bei 120% dar, so sind die FMK der Modelle BuS stets niedriger als dieselben der Modelle HYHA. Für die vergleichende Untersuchung ist die Auswirkung von Ungenauigkeiten bei der Annahme Dieselverbrauch von 90% bis 120% auf die FMK von untergeordneter Bedeutung. Sowohl deutlich höhere als auch niedrigere Annahmen für den Dieselverbrauch werden zurzeit als unrealistisch eingeschätzt.

9.3 Darstellung Änderung der gasförmigen Emissionen

Wie in der Abbildung 70 zu sehen ist, wirkt die Änderung des Dieselerverbrauches stärker auf eine Veränderung des CO₂-Äquivalents als auf die Veränderung der FMK.

Eine Überschneidung zwischen dem HYHA und dem BuS findet im extrapolierten Bereich bei ca. 62% Dieselerverbrauch und 1,97 kg/t CO₂-Äquivalent statt. Da es sich bei dieser Überschneidung um die Modelle HYHA A-9 und BuS B-3 handelt, ist diese Überschneidung für eine Bewertung nicht relevant.

Sollte es möglich sein, den Dieselerverbrauch auf 16% zu reduzieren, so erreichen die Modelle BuS A-3 und HYHA A-3 gleiche Werte bei den CO₂-Äquivalenten. Die Modelle BUS B-3 und HYHA B-3 erreichen bereits bei einem Dieselerverbrauch von 22% gleiche CO₂-Äquivalente, die Modelle BuS A-9 und HYHA A-9 bei 5% und die Modelle BuS B-9 und HYHA B-9 bei 15%. Eine Veränderung der Reihenfolge findet bei den berechneten Werten nicht statt.

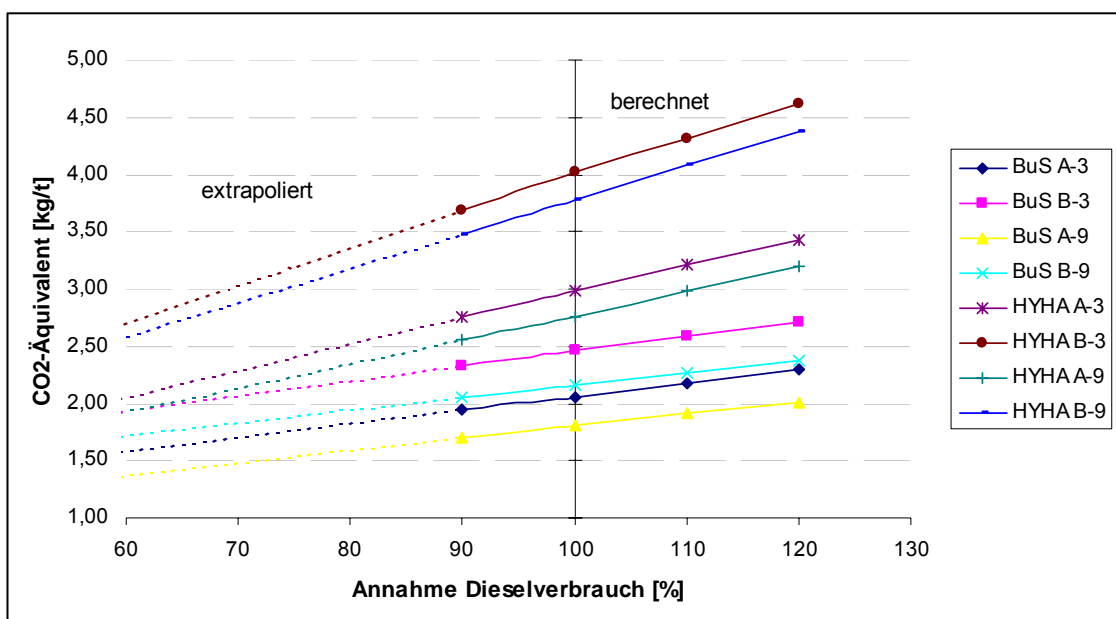


Abbildung 70: CO₂-Äquivalent in Abhängigkeit der Annahme Dieselerverbrauch

Die Auswirkung der Änderung des Dieselerverbrauches auf die SO₂-Äquivalente ist in der Abbildung 71 dargestellt. Eine erste Überschneidung findet bei ca. 21% Dieselerverbrauch im extrapolierten Bereich statt. Diese Überschneidung ist für die Bewertung nicht relevant, da diese Überschneidung mit unterschiedlichen Gesteinen und Jahresleistungen verbunden ist (BuS B-3 und HYHA A-9).

Bei einem Dieselerverbrauch von weniger als 12% findet eine vergleichbare Überschneidung der SO₂-Äquivalente für die Modelle BuS A-9 und HYHA A-9 sowie BuS B-3 und HYHA B-3 statt. Bei einem Dieselerverbrauch von ca. 9% überschneiden sich die SO₂-Äquivalente der Modelle B-9 und bei einem Dieselerverbrauch von 6% die der Modelle A-3.

Diese Zahlen zeigen geringere SO₂-Äquivalente bei den Modellen HYHA erst bei gegenwärtig unrealistischen Dieselerbräuchen. Eine Änderung der Reihenfolge findet bei den berechneten Werten nicht statt.

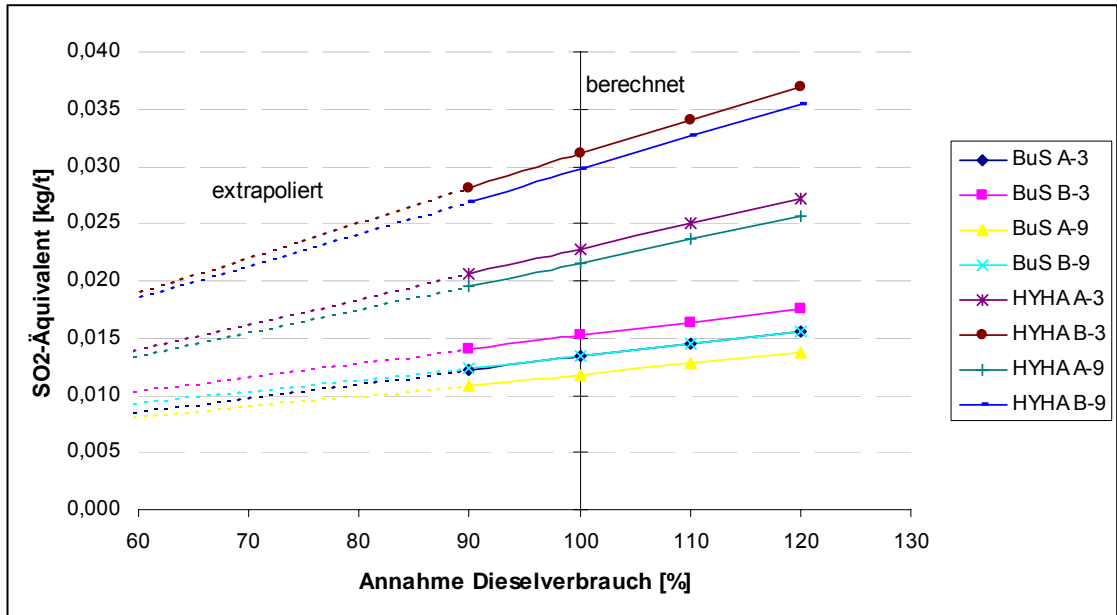


Abbildung 71: SO₂-Äquivalent in Abhängigkeit der Annahme Dieselverbrauch

9.4 Darstellung der Änderung KEA

Die Veränderung des KEA in Abhängigkeit der Änderung des Dieselverbrauches ist in der Abbildung 72 dargestellt. Hier findet, wie auch beim CO₂-Äquivalent, eine erste, aber nicht relevante Überschneidung bei ca. 60% Dieselverbrauch statt. Gleiche KEAs werden ab ca. 13% Dieselverbrauch bei den Modellen A-3 erreicht. Weitere Überschneidungen und damit gleiche KEAs finden bei Dieselverbräuchen von 12% bis 6% statt. Diese Aussagen unterstreichen den deutlich geringeren KEA bei den Modellen BuS. Vergleichbare KEAs zwischen den Modellen BuS und HYHA treten, den Berechnungen zu Folge, erst bei gegenwärtig unrealistischen Dieselverbräuchen von 6% bis 13% auf. Eine Änderung der Rangfolge bei den berechneten KEAs findet nicht statt.

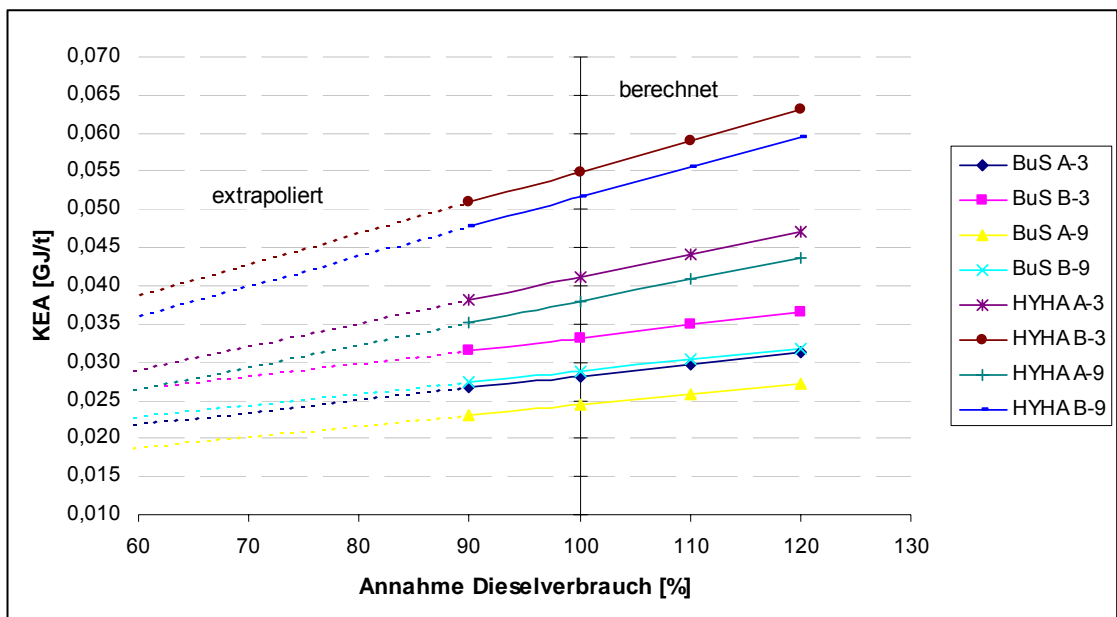


Abbildung 72: KEA in Abhängigkeit der Annahme Dieselverbrauch

9.5 Änderung der vergleichenden Bewertung

Die vorherigen Darlegungen im Kapitel 9 haben durch eine Veränderung des Dieserverbrauches keine Veränderung der Reihenfolge bei der Wirtschaftlichkeit, bei den gasförmigen Emissionen und beim Kumulierten Energieaufwand prognostiziert. Die Verhältnisse zwischen „bestem“ und „schlechtem“ Wert haben sich durch die Änderung des Dieserverbrauches unwesentlich verändert, demzufolge ändern sich auch die Skalierungswerte für diese Einflüsse nicht entscheidend. Die Umwelteinflüsse Lärm, Staub, Erschütterung, welche unabhängig von Dieserverbrauch sind, müssen auch in der Bewertung berücksichtigt werden.

Die Umweltverträglichkeit und die FMK nach der Sensitivitätsanalyse werden in der Abbildung 73 für den Betrachtungsfall TGB-fern wiedergegeben. Hierbei sind für jedes Modell 3 Punkte dargestellt, welche jeweils ein Wertepaar bei 90%, 100% und 120% Dieserverbrauch beinhalten. Es ist festzustellen, dass sich die Umweltverträglichkeitswerte bei der Variation des Dieserverbrauches von 90% auf 120% unwesentlich verändern. Bei einer Zunahme des Dieserverbrauches um 10% nehmen die FMK der Modelle HYHA, mit 2,3% bis 2,4%, deutlicher zu als die der Modelle BuS. Bei den Modellen BuS liegt diese Zunahme bei 1,6% bis 1,9%. Die Zunahme der FMK für die Modelle BuS ist sowohl absolut als auch prozentual geringer als für die Modelle HYHA.

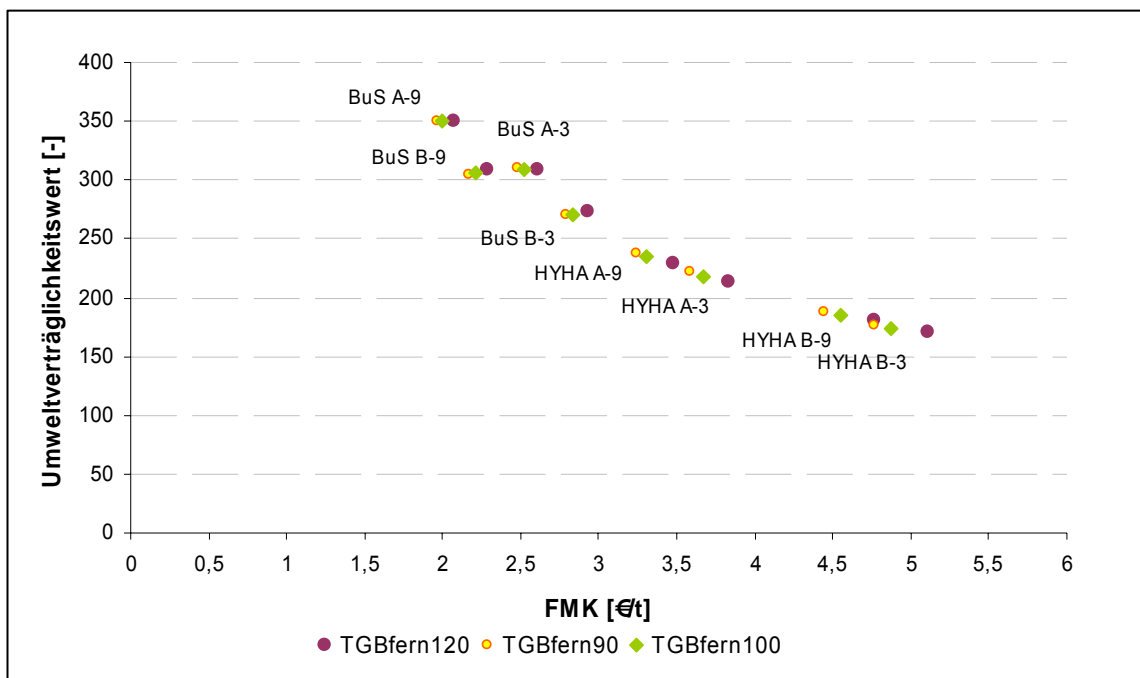


Abbildung 73: Sensitivität der FMK und der Umweltverträglichkeit, TGB-fern

Die Ergebnisse der Sensitivitätsanalyse für den Betrachtungsfall TGB-nah sind in der Abbildung 74 dargestellt. Die Umweltverträglichkeitswerte haben sich durch die Veränderung des Dieserverbrauches unwesentlich verändert. Die Veränderung der FMK für den Betrachtungsfall TGB-nah ist mit dem Betrachtungsfall TGB-fern vergleichbar. Die Ursache für die unterschiedliche Höhe der Umweltverträglichkeitswerte zwischen den Betrachtungsfällen TGB-nah und TGB-fern ist das Berücksichtigen von Umwelteinflüssen durch Wichtungsfaktoren (Tabelle 8.2). Dadurch gehen im

Betrachtungsfall TGB-nah sieben und im Betrachtungsfall TGB-fern nur 4 Umwelteinflüsse in die Bildung des Umweltverträglichkeitswertes ein. Somit ist ein Vergleich der Umweltverträglichkeit zwischen beiden Betrachtungsfällen nicht erlaubt.

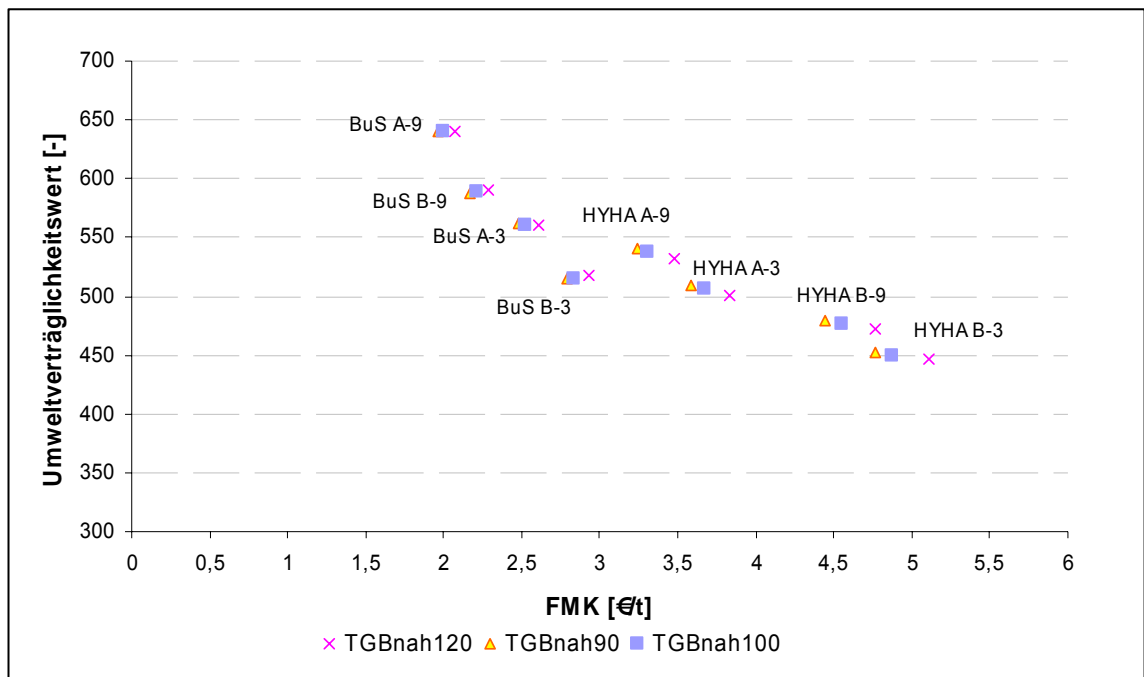


Abbildung 74: Sensitivität der FMK und der Umweltverträglichkeit, TGB-nah

10 Zusammenfassung

Diese Arbeit stellt eine Methodik zur vergleichenden Bewertung von Umweltverträglichkeit und Wirtschaftlichkeit bei der Gewinnung, Förderung und Vorzerkleinerung von Gestein vor. Die Untersuchungen erfolgten an Modelltagebauen. Ausgehend von einem nutzwertanalytischen Ansatz wurde ein nutzwertkostenanalytischer Ansatz zur Darstellung der Ergebnisse angewandt.

Den Schwerpunkt der Untersuchungen bildeten die Abbauverfahren „Bohren und Sprengen“ und „Schlagen“. Für diese Untersuchungen an Modelltagebauen wurden zwei Gesteinsarten und zwei Gewinnungsleistungen zugrunde gelegt. Die Gesteine stellen zum einen ein „weiches, klüftiges Gestein“ (A) und zum anderen ein „festeres, kompaktes Gestein“ (B) unter Festlegung einer einaxialen Druckfestigkeit und eines Durchtrennungsgrades dar. Sie unterscheiden sich durch unterschiedliche spezifische Sprengstoffverbräuche bzw. Löseleistungen. Die Gewinnungsleistungen orientieren sich mit 900.000 t/a und 300.000 t/a an realistischen Größen der Natursteinindustrie.

Für diese Abbauverfahren wurden die ökologischen Aspekte: Lärm, Staub, Erschütterungen, Flächeninanspruchnahme, gasförmige Emissionen und der Kumulierte Energieaufwand sowie der ökonomische Aspekt: Finanzmathematische Durchschnittskosten rechnerisch ermittelt.

Um lokal bzw. global/regional wirkende Einflüsse zu differenzieren, wurden zwei Betrachtungsfälle berücksichtigt. Diese Betrachtungsfälle sind der „Tagebau in der Nähe einer Ortschaft“ (ca. 250 m) und der „Tagebau in der Ferne“ (ca. 1000 m). Diese Betrachtungsfälle unterscheiden sich durch unterschiedliche Wichtungsfaktoren für die ökologischen Aspekte Erschütterung, Flächeninanspruchnahme, Lärm und Staub. Die global/regional wirkenden Einflüsse KEA, SO₂- und CO₂-Äquivalente erhielten für beide Betrachtungsfälle die gleichen Wichtungsfaktoren. Die Summe aus den Produkten von Wichtungsfaktor und Skalierungswert wurde als Umweltverträglichkeitswert zusammengefasst.

Die abschließende Bewertung berücksichtigt sowohl die Umweltverträglichkeitswerte als auch die Finanzmathematischen Durchschnittskosten.

Die Untersuchungen an den 8 Modellen des Betrachtungsfalles „Tagebau in der Nähe einer Ortschaft“ erzielten folgende Ergebnisse:

Die Gewinnung eines weichen Gesteines ist umweltverträglicher als die Gewinnung eines festen Gesteines. Die Umweltverträglichkeitswerte für das Gestein A nehmen gegenüber dem Gestein B um 9% bis 13% zu.

Von Modell BuS B-3 zu BuS A-3 nimmt die Umweltverträglichkeit um 10% zu.

Von Modell BuS B-9 zu BuS A-9 nimmt die Umweltverträglichkeit um 9% zu.

Von Modell HYHA B-3 zu HYHA A-3 nimmt die Umweltverträglichkeit um 13% zu

Von Modell HYHA B-9 zu HYHA A-9 nimmt die Umweltverträglichkeit um 13% zu.

Die Gewinnung einer höheren Masse im Jahr an einem Standort ist umweltverträglicher als die Gewinnung einer geringeren Masse im Jahr, d. h., steigt die Gewinnungsleistung von 300.000 t/a auf 900.000 t/a sowohl bei den Modellen BuS als auch bei den Modellen HYHA an, so bewirkt dies höhere Umweltverträglichkeitswerte von 6% bis 15%.

Von Modell BuS A-3 zu BuS A-9 nimmt die Umweltverträglichkeit um 15% zu.

Von Modell BuS B-3 zu BuS B-9 nimmt die Umweltverträglichkeit um 15% zu.

Von Modell HYHA A-3 zu HYHA A-9 nimmt die Umweltverträglichkeit um 6% zu.
Von Modell HYHA B-3 zu HYHA B-9 nimmt die Umweltverträglichkeit um 6% zu.

Die Gewinnung durch das Bohren und Sprengen ist umweltverträglicher als die Gewinnung mit dem Hydraulikhammer. Die Umweltverträglichkeitswerte nehmen von den Modellen HYHA zu den Modellen BuS um 7% bis 20% zu.

Von Modell HYHA A-3 zu BuS A-3 nimmt die Umweltverträglichkeit um 7% zu.
Von Modell HYHA A-9 zu BuS A-9 nimmt die Umweltverträglichkeit um 16% zu.
Von Modell HYHA B-3 zu BuS B-3 nimmt die Umweltverträglichkeit um 11% zu.
Von Modell HYHA B-9 zu BuS B-9 nimmt die Umweltverträglichkeit um 20% zu.

Die Gewinnung eines weichen Gesteins ist wirtschaftlicher als die Gewinnung eines festeren Gesteins. Die FMK nehmen von Gestein B zu Gestein A um 10% bis 27% ab.

Von Modell BuS B-3 zu BuS A-3 nehmen die FMK um 11% ab.
Von Modell BuS B-9 zu BuS A-9 nehmen die FMK um 10% ab.
Von Modell HYHA B-3 zu HYHA A-3 nehmen die FMK um 25% ab.
Von Modell BuS B-3 zu BuS A-3 nehmen die FMK um 27% ab.

Die Gewinnung einer höheren Masse an einem Standort im Jahr ist wirtschaftlicher als die Gewinnung einer geringeren Masse, d. h., die Gewinnungsleistung von 900.000 t/a ist wirtschaftlicher als 300.000 t/a, denn die FMK nehmen um 7% bis 22% ab.

Von Modell BuS A-3 zu BuS A-9 nehmen die FMK um 21% ab.
Von Modell BuS B-3 zu BuS B-9 nehmen die FMK um 22% ab.
Von Modell HYHA A-3 zu HYHA A-9 nehmen die FMK um 10% ab.
Von Modell HYHA B-3 zu HYHA B-9 nehmen die FMK um 7% ab.

Die Gewinnung durch das Bohren und Sprengen ist wirtschaftlicher als die Gewinnung mit Hydraulikhammer, denn die FMK nehmen vom Hydraulikhammer zum Bohren und Sprengen um 31% bis 51% ab.

Von Modell HYHA A-3 zu BuS A-3 nehmen die FMK um 31% ab.
Von Modell HYHA A-9 zu BuS A-9 nehmen die FMK um 40% ab.
Von Modell HYHA B-3 zu BuS B-3 nehmen die FMK um 42% ab.
Von Modell HYHA B-9 zu BuS B-9 nehmen die FMK um 51% ab.

Die genannten Ergebnisse lassen eine weitere Zusammenfassung zu:

Die Gewinnung eines weichen Gesteines ist sowohl 9% bis 13% umweltverträglicher als auch 10% bis 27% wirtschaftlicher als die Gewinnung eines festeren Gesteines.

Eine höhere Gewinnungsleistung im Jahr ist sowohl 6% bis 15% umweltverträglicher als auch 7% bis 22% wirtschaftlicher als eine geringere Gewinnungsleistung.

Die Gewinnung durch das Bohren und Sprengen ist sowohl 7% bis 20% umweltverträglicher als auch 31% bis 51% wirtschaftlicher als die Gewinnung mit dem Hydraulikhammer.

Die Untersuchungen an den 8 Modellen unter Berücksichtigung „Tagebau in der Ferne“ erzielten folgende Ergebnisse:

Die Gewinnung eines weichen Gesteines ist umweltverträglicher als die Gewinnung eines festen Gesteines. Die Umweltverträglichkeitswerte für das Gestein A nehmen gegenüber dem Gestein B um 14% bis 27% zu. Diese Zunahme ist deutlicher als im Betrachtungsfall „Tagebau in der Nähe einer Ortschaft“.

Von Modell BuS B-3 zu BuS A-3 nimmt die Umweltverträglichkeit um 14% zu.
Von Modell BuS B-9 zu BuS A-9 nimmt die Umweltverträglichkeit um 14% zu.
Von Modell HYHA B-3 zu HYHA A-3 nimmt die Umweltverträglichkeit um 26% zu
Von Modell HYHA B-9 zu HYHA A-9 nimmt die Umweltverträglichkeit um 27% zu.

Die Gewinnung einer höheren Masse im Jahr an einem Standort ist umweltverträglicher als die Gewinnung einer geringeren Masse im Jahr, d. h., steigt die Gewinnungsleistung von 300.000 t/a auf 900.000 t/a sowohl bei den Modellen BuS als auch bei den Modellen HYHA an, so bewirkt dies höhere Umweltverträglichkeitswerte von 6% bis 13%. Diese Zunahme ist mit dem Betrachtungsfall „Tagebau in der Nähe einer Ortschaft“ vergleichbar.

Von Modell BuS A-3 zu BuS A-9 nimmt die Umweltverträglichkeit um 13% zu.
Von Modell BuS B-3 zu BuS B-9 nimmt die Umweltverträglichkeit um 13% zu.
Von Modell HYHA A-3 zu HYHA A-9 nimmt die Umweltverträglichkeit um 7% zu.
Von Modell HYHA B-3 zu HYHA B-9 nimmt die Umweltverträglichkeit um 6% zu.

Die Gewinnung durch das Bohren und Sprengen ist umweltverträglicher als die Gewinnung mit dem Hydraulikhammer. Die Umweltverträglichkeitswerte nehmen von den Modellen HYHA zu den Modellen BuS um 41% bis 66% zu. Diese Zunahme ist deutlicher als im Betrachtungsfall „Tagebau in der Nähe einer Ortschaft“.

Von Modell HYHA A-3 zu BuS A-3 nimmt die Umweltverträglichkeit um 41% zu.
Von Modell HYHA A-9 zu BuS A-9 nimmt die Umweltverträglichkeit um 49% zu.
Von Modell HYHA B-3 zu BuS B-3 nimmt die Umweltverträglichkeit um 56% zu.
Von Modell HYHA B-9 zu BuS B-9 nimmt die Umweltverträglichkeit um 66% zu.

Die Wirtschaftlichkeit ändert sich gegenüber dem Betrachtungsfall „Tagebau in der Nähe einer Ortschaft“ nicht.

Mit der Variation der Dieserverbräuche wurden diese Ergebnisse in einer Sensitivitätsanalyse nicht wesentlich verändert. Die Vorteilhaftigkeit für das Bohren und Sprengen blieb sowohl für die Umweltverträglichkeit als auch für die Wirtschaftlichkeit bestehen.

Natürlich kann die Festigkeit des Gesteins vom Abbauunternehmen nicht beeinflusst werden. Die Gewinnungsleistung an einem Standort sollte sich immer der Nachfrage anpassen und ist daher nur bedingt zu variieren. Jedoch kann der Steinbruchbetreiber die Wahl des Löseverfahrens entscheidend beeinflussen.

Sicherlich sind die Emissionen wie Sprengknall und Erschütterung beim „Bohren und Sprengen“ kurzzeitig höher als beim „Schlagen“. Werden diese kurzzeitigen und seltenen Ereignisse nicht berücksichtigt, so ist festzustellen, dass die Schallemissionen und die Erschütterungen beim Bohren und Sprengen niedriger sind als beim Schlagen.

Beim Schlagen ist vor allem der Verbrauch von Dieselmotorkraftstoff deutlich höher als beim Bohren und Sprengen und führt zu höheren kumulierten Energieaufwänden sowie Emissionen von Verbrennungsgasen (CO₂- und SO₂-Äquivalente).

11 Ausblick

Die mit dieser Umweltbilanz für den Abbau von Festgestein erstellten Ergebnisse geben erste Hinweise über ökologische und wirtschaftliche Zusammenhänge für die dargestellten Gewinnungsleistungen und Gewinnungs- bzw. Abbaufahren.

Die Ergebnisse sind durch die Festlegung der Wichtungsfaktoren von subjektivem Einfluss. Dieser Einfluss könnte durch eine Bewertung der Wichtungsfaktoren, u. a. im Sinne einer „Kontingenten Bewertung“ objektiviert werden.

Während das Bohren und Sprengen universell einsetzbar ist, stellt der Hydraulikhammer ein sprengstoffloses Verfahren dar, welches vergleichbar mit anderen sprengstofflosen Gewinnungsverfahren auch bei höheren Gesteinsfestigkeiten und geringen Durchtrennungsgraden anwendbar ist.

Weitere detaillierte Untersuchungen dieser Art unter der Berücksichtigung von anderen sprengstofflosen Gewinnungsverfahren, wie das Reißen oder Fräsen, und dem Bohren und Sprengen stellen interessante Themen dar.

Der Einfluss des Staubes für die Prozesse Lösen und Brechen ist, bezogen auf das gesamte Abbaufahren, gering. Eine tiefgründige Analyse zur Staubbildung, vor allem bei diesen Prozessen, unter Berücksichtigung der Gesteinseigenschaften, sollte die Aussagen dieser Arbeit zur Staubemission verifizieren.

Die Einschätzung von Erschütterungen durch Bohren und Sprengen im Vergleich zu maschinellen Löseverfahren hat auch weitere Bewertungsmöglichkeiten offen gelassen. Dies trifft vor allem auf eine Bewertung des näheren Umfeldes (Arbeitsumgebung) zu.

In dieser Arbeit wurden für die Modelle BuS die Emissionen und KEA eines „universellen Sprengstoffes“ zugrunde gelegt. Auswirkungen von verschiedenen Sprengstoffen auf das Ergebnis dieser Arbeit stellen eine weitere interessante Aufgabe dar.

Die Anteile der Emissionsäquivalente für die Bereitstellung der Maschinen betragen sowohl bei den Modellen Bohren und Sprengen als auch bei den Modellen Hydraulikhammer 1% bis 4% und die der KEAs 4% bis 5%. Die Übernahme dieser Werte stellt für zukünftige Umweltbilanzierungen von Abbaufahren eine Vereinfachung dar.

Die Methodik der Umweltbilanzierung bietet sich für vergleichende Untersuchungen großer Bauvorhaben an, bei denen die Prozesse Lösen, Laden, Transportieren und Brechen einen entscheidenden ökologischen und ökonomischen Einfluss ausüben.

Literaturverzeichnis

- [1] Technikbewertung, Begriffe und Grundlagen, in *VDI-Richtlinie 3780*. 1991, März.
- [2] Empfehlungen für Wirtschaftlichkeitsuntersuchungen an Straßen - EWS. Aktualisierung der RAS-W 86. (Entwurf). Forschungsgesellschaft für Straßen- und Verkehrswesen, Arbeitsgruppe Verkehrsplanung, Ausgabe, 1997.
- [3] Kommentar zum Entwurf "Empfehlungen für Wirtschaftlichkeitsuntersuchungen an Straßen - EWS." Aktualisierung der RAS-W 1986. Forschungsgesellschaft für Straßen- und Verkehrswesen, Arbeitsgruppe Verkehrsplanung, 1997.
- [4] Ökobilanz-Prinzipien und allgemeine Anforderungen, in *DIN EN ISO 14 040*. 1997, Juli.
- [5] Kumulierter Energieaufwand. Begriffe, Definitionen, Berechnungsmethoden, in *VDI-Richtlinie 4600*. 1997, Juni.
- [6] Verordnung über die Umweltverträglichkeitsprüfung bergbaulicher Vorhaben (UVP-V Bergbau) vom 13. Juli 1990 (BGBl I, S. 1420), geändert durch Verordnung vom 10. 08. 1998 (BGBl I, S. 2093). in, 1998.
- [7] Kumulierter Energieaufwand - Beispiele, in *VDI-Richtlinie 4600*. 1998, Juni.
- [8] Ökobilanz - Festlegung des Zieles und Untersuchungsrahmens sowie Sachbilanz., in *DIN EN ISO 14 041*. 1998, Oktober.
- [9] Ökobilanz-Auswertung (Entwurf), in *DIN EN ISO 14 043*. 1999.
- [10] Ökobilanz - Wirkungsabschätzung (Entwurf), in *DIN EN ISO 14 042*. 1999, Februar.
- [11] Umweltmeteorologie - Emissionen von Gasen, Gerüchen und Stäuben aus diffusen Quellen: Lagerung, Umschlag und Transport von Schüttgütern, in *VDI Richtlinie 3790, Blatt 3*. 1999, Mai.
- [12] GEMIS (Globales Emissionsmodell Integrierter Systeme). Version 4.2, Öko-Institut, Darmstadt, 2004.
- [13] <http://www.lausitzerseenland.de>. 2006.
- [14] Adam, Th.; Schieferdecker, B.: Methodik im Rahmen produktionsorientierter Betrachtungen. *Energiewirtschaftliche Tagesfragen*, 47 (1997) 11, S. 678 - 682.
- [15] Adhikari, G. R: Studies on flyrock at Limestonequarries. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 32 (1999) 4, S. 291 - 301.
- [16] Ahbe, S.; Braunschweig, A.; Müller-Wenk, R.: Methodik für Ökobilanzen auf der Basis ökologischer Optimierung. Schriftenreihe Umwelt, Nr. 133, Bundesamtes für Umwelt, Wald und Landschaft, Bern, 1990.
- [17] Ahr, T.; Weise, J. J.: Sprengstofflose Festgesteinsgewinnung mit Hydraulikhämmern. Sprengstofflose Festgesteinsgewinnung im Tagebau und im Bauwesen. Heft 89 der Schriftenreihe der GDMB, Freiberg, 2003. ISBN 3-935797-13-3.
- [18] Alpine Westfalia GmbH; (Hrsg.): Einsatzdaten der ATM 105-IC in Malaga (unveröffentlicht). Essen, 2003.
- [19] Anderson, Steven T.: THE MINERAL INDUSTRY OF GERMANY. USGS Minerals Yearbook 2005, Volume III – Germany, 2006.
- [20] Arnold, K.: Neue Regelwerke für die Beurteilung von Erschütterungswirkungen aus Sprengungen. *Nobelhefte*, 65 (1999) 1/2, S. 47 - 48.
- [21] Atlas Copco; (Hrsg.): Atlas Copco Bohrgerät für über Tage - ROC F6. Essen, 2002.
- [22] Atlas Copco Construction Tools GmbH; (Hrsg.): Bautechnikreport spezial - Einsatzmöglichkeiten in der Gewinnung. Essen, 2003.
- [23] Atlas Copco Construction Tools GmbH; (Hrsg.): Operating instructions - HM 720 - 4000 Eco (V) and Marathon (V). Essen, 2003.
- [24] Atlas Copco Construction Tools GmbH; (Hrsg.): Hydraulikhämmer in der Gewinnung. (vorher Bautechnikreport spezial), Essen, 2004.
- [25] Atlas Copco Construction Tools GmbH; (Hrsg.): Bautechnikreport spezial - Einsatzmöglichkeiten in der Gewinnung. Essen, 2003.
- [26] Autorenkollektiv; Strzodka, K.; Sajkiewicz, J.; Dunikowski, A.: Tagebautechnik Band I. Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie, Leipzig, 1979.

- [27] Baitz, M.: Methode zur Integration von Naturrauminanspruchnahme in Ökobilanzen. Institut für Kunststoffprüfung und Kunststoffkunde, Universität Stuttgart, 1999.
- [28] BMWA; (Hrsg.): Technische Grundlage - Ermittlung von diffusen Staubemissionen und Beurteilung der Staubemissionen. Bundesministerium für Wirtschaft und Arbeit, Wien, 1999.
- [29] Buchheim, R.: Brecher für Modelltagebau. Schriftliche Mitteilung (E-Mail), 21.04.05.
- [30] Bui, Nam; Schmieder, P.: Information on some quarries of the field trip in May 2003. unveröffentlicht, TU Bergakademie Freiberg, Institut für Bergbau, 2003.
- [31] Bundesamt für Umwelt, Wald und Landschaft (BUWAL); (Hrsg.): Methodik für Ökobilanzen auf der Basis ökologischer Optimierung. Nr. 133, Bern, 1990.
- [32] Bundesanstalt für Arbeitsschutz; (Hrsg.): Lärmbekämpfung. Wirtschaftsverlag NW Verlag für neue Wissenschaft, Bremerhafen, 1990, ISBN 3-88314-691-9.
- [33] Bundesverband Güterkraftverkehr Logistik und Entsorgung e.V.; (Hrsg.): Dieselpreis-Information. 2005.
- [34] BUWAL; (Hrsg.): Schadstoffemissionen und Treibstoffverbrauch von Baumaschinen. Nr. 23 - Luft, Bern, 1994.
- [35] BVNI; Nelles; Hahn; Landsberg, v.: Bericht der Geschäftsführung 2002/2003. Bundesverband der Naturstein-Industrie e.V., Köln, 2003.
- [36] Caterpillar Inc.: Caterpillar Performance Handbook, Edition 34, Peoria, Illinois, 2003.
- [37] Däumler, K.-D.: Grundlagen der Investitions- und Wirtschaftlichkeitsrechnung. Verlag Neue Wirtschafts-Briefe, Herne/Berlin, 1994.
- [38] Dentoni, V.; Massacci, G.; Meloni, G: Landscape and Visual Impact Assessment of Opencast Mining. Environmental Issues and Waste Management in Energy and Mineral Production (SWEMP 2004). Kozan Ofset, Ankara, Atılım University Ankara/Turkey, 2004. ISBN 957-6707-11-9.
- [39] Dold, G.: Computerunterstützung der produktbezogenen Ökobilanzierung. Deutscher Universitätsverlag Gabler, Wiesbaden, 1996, ISBN 3-8244-6429-2.
- [40] Drebenstedt, C.; Päßler, S.: Neues Messverfahren zur Bewertung von Sprengerschütterungen auf Gebäude mit Hilfe von Faser-Bragg-Gittern. Zement Kalk Gips International, 59 (2006) 4.
- [41] Drebenstedt, C.; Schmieder, P.: Environmental Evaluation of Mining Systems. Sustainable Development Indicators in the Minerals Industry, Aachen, 2005. 3-7739-5994-X.
- [42] Drebenstedt, C.; Schmieder, P.: Estimation of Environmental Impacts of Mining Technologies. Underground Mining: New Technologies, Safety and Sustainable Development International Mining Forum. A.A. Balkema, Cracow, 2005. ISBN 0415-375525.
- [43] Drozdowski, G.; Porksich, W.; Vogler, H.; J., Leiber.: Gewinnungsstätten von Festgestein in Deutschland. Geologisches Landesamt Nordrhein-Westfalen, Krefeld, 1999, ISBN 3-86029-931-X.
- [44] Eberle, R.: Methodik der ganzheitlichen Bilanzierung im Automobilbau. (Dissertation). Fachbereich 10 - Verkehrswesen und Angewandte Mechanik, Technische Universität Berlin. 2000.
- [45] Eickelpasch, D.: Methodik zur Bestimmung diffuser Staubemissionen beim Schüttgutumschlag. Verlag Praxiswissen, Dortmund, 1998, ISBN: 3-929443-97-X.
- [46] Eyerer, P.: Ganzheitliche Bilanzierung - Werkzeuge zum Planen und Wirtschaften in Kreisläufen. Springer Verlag, Berlin, 1996.
- [47] Eyerer, P.; Kreißig, J.; Baitz, M.; Betz, M.; Reinhardt, H.-W.; Kümmel, M.: Baustoffökobilanzen - Leitfaden zur Erstellung von Sachbilanzen in der Steine-Erden-Industrie. Bundesverband Steine und Erden e.V., Frankfurt, 1997.
- [48] Eyerer, P.; Kreißig, J.; Reinhardt, H.-W.; Kümmel, M.: Baustoffökobilanzen - Wirkungsabschätzung und Auswertung in der Steine-Erden-Industrie. Bundesverband Steine und Erden e.V., Frankfurt, 1999.
- [49] Eyerer, P.; Reinhardt, H. - W.: Ökologische Bilanzierung von Baustoffen und Gebäuden. Birkhäuser Verlag, Basel, 2000, ISBN 3-7643-6207-3.
- [50] Eymer, W.: Grundlagen der Erdbewegung. Kirschbaum Verlag, Bonn, 1995.

- [51] Fahlbusch, M: Vorbereitung und Begleitung von Abbauantragstellungen durch Ingenieurbüros. *Erzmetall*, 52 (1999) 2, S. 77-84.
- [52] Fleischer, G.: Einführung in betriebsbezogene Ökobilanzen. Nutzen von Ökobilanzen: Vorträge beim 36. Metallurgischen Seminar des Fachausschusses für Metallurgische Aus- und Weiterbildung der GDMB vom 17. bis 19. November 1999, Hamburg, 1999. ISBN 3-9806913-0-6.
- [53] Folgner, Th.; Meltke, K: Vorlesungsunterlagen für die Vorlesung Aufbereitungsmaschinen. TU Bergakademie Freiberg, (mündliche Mitteilung vom 09.01.04).
- [54] Frischknecht, R.; Jungbluth, N.: Bewertung von "grünem Strom" mit Ökobilanzen. *Energiewirtschaftliche Tagesfragen*, 50 (2000) 12, S. 922 - 925.
- [55] Fritsche, U.-R.; Jenseit, W.; Hochfeld, C.: Methodikfragen bei der Berechnung des Kumulierten Energieaufwands (KEA). Arbeitspapier im Rahmen des UBA-F&E-Vorhabens Nr. 104 01 123, Öko-Institut, Darmstadt, 1999.
- [56] Gahreis-Grahmann, Fidelis-J.: Landschaftsbild und Umweltverträglichkeitsprüfung. Schmidt-Verlag, Berlin, 1993, ISBN 3-503-03475-7.
- [57] Goergen, H.: Festgesteinstagebau. Trans Tech Publikations, Clausthal-Zellerfeld, 1987, ISBN 0-87849-077-9.
- [58] Grund, S.: Ziele und Rahmenbedingungen von bzw. für Ökobilanzen. Nutzen von Ökobilanzen: Vorträge beim 36. Metallurgischen Seminar des Fachausschusses für Metallurgische Aus- und Weiterbildung der GDMB vom 17. bis 19. November 1999, Hamburg, 1999. ISBN 3-9806913-0-6.
- [59] Gwosdz, W.; Lorenz, W.: Fakten, Analysen, wirtschaftliche Hintergrundinformationen - Flächenbedarf für den Abbau von oberflächennahen Rohstoffen (Steine und Erden, Braunkohle und Torf) im Jahr 1997. Bericht, Nr. 9, Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe, Hannover, 2000.
- [60] Hahn, U.: Die Kies-/Sand- und Naturstein-Industrie im Zeitraum 2006/2007. BV MIRO, 2007.
- [61] HAUSHERR System-Bohrtechnik GmbH&Co.KG; (Hrsg): Die HBM 60. <http://www.hausherr.com/frameset.htm>, Unna, 2003.
- [62] Heinze, H.; Becher, H.; Bergmann, S.; Dietze, R.; Harzt, D.: Sprengtechnik - Anwendungsgebiete und Verfahren. Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie, Leipzig, Stuttgart, 1993, ISBN 3-342-00653-6.
- [63] Hellmann, J: Steinflug und Erschütterungsemissionen bei der Sprengarbeit. *Bergbau*, 51 (2000) 3, S. 118 - 120.
- [64] Höffl, K.: Zerkleinerungs- und Klassiermaschinen. Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie, Leipzig, 1985.
- [65] Hunt, R.; (Hrsg.): Resource and environmental profile analysys of nine beverager container alternatives. Midwest Research Institute, 1974.
- [66] Hustrulid, W: Blasting principles for open pit mining - Theoretical foundations. Verlag Balkema, Rotterdam, Brookfield, 1999, ISBN 90-5410-458-9.
- [67] Jaeckel, U.: Kosten - Nutzen - Analysen für Umweltschutzmaßnahmen. Überlegungen zu einer unternehmensbezogenen Umweltberichterstattung unter besonderer Berücksichtigung des Braunkohlenbergbaus. Verlag Josef Eul, Köln, 1992, ISBN 3-89012-305-8.
- [68] Kippenberger, C.: Stoffmengenflüsse und Energiebedarf bei der Gewinnung ausgewählter mineralischer Rohstoffe. Auswertende Zusammenfassung. BGR, Reihe H, Heft SH 10, Hannover, 1999.
- [69] Knipfer, A.: Vorlesungsmaterialien Abbau von Festgesteinslagerstätten. unveröffentlicht, TU Bergakademie Freiberg, Institut für Bergbau, 2002.
- [70] Knissel, W.; Schmidt, M.: Gewinnung oberflächennaher Ganglagerstätten im Tagebau mit anschließendem Übergang zum Tiefbau. *Erzmetall*, 51 (1998) 7/8.
- [71] Koensler, W.: Steine und Erden - Rohstoffgewinnung und Ökologie. *Erzmetall*, 50 (1997) 11, S. 714 - 720.
- [72] Kolar, J: Stickoxide und Luftreinhalung., Springer-Verlag, Berlin, 1990.

- [73] Kölfen, H. - P.: Monetäre Bewertung ökologischer Effekte im Bergbau durch die Zahlungsbereitschaftsmethode. Nomos Verlagsgesellschaft, Baden - Baden, 2000, ISBN 3-7890-6602-8.
- [74] Köller, Hans: Abbau von Keupergips und Keuperanhydrit mit der Teilschnittmaschine WAV 170/300. TIS, 34 (1992) 4, S. 265-268.
- [75] Komatsu; (Hrsg.): Specifications and Application Handbook, 2003.
- [76] Krcmar, H.; Dold, G.; (Hrsg.): Aspekte der Ökobilanzierung. Deutscher Universitätsverlag Gabler, Wiesbaden, 1996, ISBN 3-8244-6308-3.
- [77] Krieger, U.: Atlas Copco Raupenbohrgerät Roc F 6 und L 6. (E-Mail), Essen, 10. 11. 2003.
- [78] Landesamt für Geologie und Bergwesen Sachsen-Anhalt, (Hrsg.): Verbreitung, Nutzung und Sicherung oberflächennaher mineralischer Rohstoffe im Bundesland Sachsen-Anhalt. Rohstoffbericht, Halle, 1998.
- [79] Lechner, E. M.: Überlegungen zum künftigen Anforderungsprofil von Festgesteinstagebauen in alpinem Gelände. Berg- und Hüttenmännische Monatshefte, 140 (1995) 6, S. 295-300.
- [80] Lichte, P.: Ermittlung von Sicherheitsabständen bei Sprengungen unter Berücksichtigung von Zuverlässigkeitsanalysen. Neue Bergbautechnik, 11 (1981) 9, S. 506-512.
- [81] Lichte, P.: Die Beurteilung von Erschütterungsschäden durch Sprengungen. Nobelhefte, 65 (1999) 1, S. 37 - 46.
- [82] Lorenz, W.: Betriebsgrößen von Verarbeitungsbetrieben nichtmetallischer mineralischer Rohstoffe. Zeitschrift für Angewandte Geologie, 47 (2001) 1, S. 41-46.
- [83] Lüdeling, R.; Hinzen, K-G.: Erschütterungsprognose und Erschütterungskataster - Forschungsarbeiten auf dem Gebiet der Sprengerschütterungen. Nobelhefte, 52 (1986) 2, S. 105-123.
- [84] Martens, P. N.; (Hrsg.): Entwicklung von Beurteilungssystemen für die Nachhaltigkeit bei der Rohstoffgewinnung. Endbericht zum Forschungsvorhaben Nr. 20/02 des BMWA, Institut für Bergbaukunde I, RWTH Aachen, 2004.
- [85] Martens, P.N.; (Hrsg.): Sustainable Development Indicators in the Mineral Industry. Zweite Internationale Konferenz SDIMI. Verlag Glückauf Essen, Aachen, 2005. ISBN 3-7739-5994-X.
- [86] Martens, P.N.; Kugeler, K.: Energetische Analyse von Tagebauen mit Hilfe des kumulierten Energieaufwandes (KEA) am Beispiel Bauxit. Erzmetall, 52 (1999) 6, S. 351 - 357.
- [87] Maschek, K.: Planungsmethodik und Variantenauswahl zur Bestimmung des geeigneten Abbauverfahrens für Natursteingewinnungsbetriebe. (Dissertation). Fakultät für Bergbau, Hüttenwesen und Geowissenschaften, RWTH Aachen. 1992.
- [88] Mauch, W.: Kumulierter Energieaufwand von Lastkraftwagen. Automobiltechnik, 96 (1994) 2.
- [89] Michel, Jürgen: Eckdaten zur Baupreiskalkulation für das 2. Quartal 2005. Bauindustrieverband NRW e.V., Düsseldorf, 2005.
- [90] Möbius, H.: Technisch-wirtschaftliche Untersuchung zum Abbauverfahren im Tagebau Bernburg-West. (Diplomarbeit (unveröffentlicht)). TU Bergakademie Freiberg. 2005.
- [91] Müller, B: Minimierung von Erschütterungen bei Großbohrlochsprengungen. Glückauf, 132 (1996) 6, S. 257 - 262.
- [92] Müller, B: Statistisch gesichert - Sprengerschütterungen sind beherrschbar (Teil 1). MIRO, 41 (2005) 8, S. 18 - 23.
- [93] Müller, B: Statistisch gesichert - Sprengerschütterungen sind beherrschbar (Teil 2). MIRO, 42 (2006) 1, S. 19-22.
- [94] Müller, J.: Technische Daten HBM 60. Schriftliche Mitteilung (E-Mail), Hausherr-Systembohrtechnik GmbH & Co. KG, Unna, 04.02.2004.
- [95] Müller, J.: Schalleistungspegel des Bohrgerätes HBM 60. Schriftliche Mitteilung (E-Mail), Hausherr-Systembohrtechnik GmbH & Co. KG, Unna, 10.01.2006.

- [96] Müller-Wenk, R., Ein Vorschlag zur einzelwirtschaftlichen Sicht zur Realisierung einer umweltkonformen Wirtschaft, in Wirtschaftspolitik in der Umweltkrise. 1994, Deutsche Verlags-Anstalt: Stuttgart. p. 268-286.
- [97] N.N.: Kraftzweig zum Gesteinsbohren. VDBUM (Verband der Baumaschinen-Ingenieure und -Meister e. V.), 34 (2006) 1, S. 50.
- [98] Niemann-Delius, C.; Hennig, A.: Untersuchungen der sprengstofflosen Gewinnung unter besonderer Berücksichtigung der Übertragbarkeit auf die Naturstein-Industrie. 1. Zwischenbericht zum AiF- Forschungsvorhaben Nr. 12787 der FG Naturstein-Industrie e.V., Köln, RWTH Aachen, Institut für Bergbaukunde III, 2002.
- [99] Normenausschuss Grundlagen des Umweltschutzes des Deutschen Instituts für Normung (DIN-NAGUS), (Hrsg.): Grundsätze produktbezogener Ökobilanzen. DIN-Mitt., 73 (1994) 3, S. 208-212.
- [100] O&K Mining GmbH; (Hrsg.): Job Report RH 120-E. Dortmund, 2001.
- [101] Oehme: Technikfolgeabschätzung und rechtliche Aspekte. TU Graz, Graz, 2003.
- [102] Oppermann, S.: Reißraupen - Gesteinsspezifische Einsatzgrundlagen sowie Erfahrungen bei der Gewinnung festerer Gesteine. 1. Freiburger Kolloquium zur sprengstofflosen Festgesteinsgewinnung im Bergbau und Bauwesen. TU Bergakademie Freiberg, Institut für Bergbau, Freiberg, 1997.
- [103] Oppermann, S.: Telefongespräch zum Thema Leasen von Maschinen. 06.09.05.
- [104] Oppermann, S.: Mitteilung (E-Mail) über den Schalleistungspegel Maschinen. Zeppelin Baumaschinen GmbH, Garching, 10.01.2006.
- [105] Orca Germany GmbH; (Hrsg.): Preisliste Gesteinssprengstoffe 2004. Troisdorf, 2004.
- [106] Pasamehmetoglu, A. G.; (Hrsg.): Environmental Issues and Waste Management in Energy and Mineral Production (SWEMP 2004). Kozan Ofset, Ankara, Atilim University Ankara/Turkey, 2004. ISBN 957-6707-11-9.
- [107] Pasamehmetoglu, A. Günhan; (Hrsg.): Environmental Issues and Waste Management in Energy and Mineral Production. Fifth International Symposium Environmental Issues and Waste Management Energy and Mineral Production - SWEMP'98. Verlag Balkema, Rotterdam, Brookfield, Ankara/Turkey, 1998. ISBN 90-5410-965-4.
- [108] Rapp, M.: Ein Beitrag zur technisch-wirtschaftlichen Beurteilung der Einsetzbarkeit sprengtechnischer Abbaumethoden durch mechanische Gewinnungsverfahren im Festgesteinstagebau. (Dissertation). TU Berlin, Fachbereich 9, Bauingenieurwesen und Angewandte Geowissenschaften. 1997.
- [109] Reed, W.-R.: An Improved Model for Prediction of PM10 from Surface Mining Operation. (Dissertation). Virginia Polytechnic Institute an State University, Blacksburg, Virginia. 2003.
- [110] Rinza, P.: Nutzwert-Kosten-Analyse: Eine Entscheidungshilfe. VDI-Verlag, Düsseldorf, 1992.
- [111] Ritter, U.: Kluftflächen- und Haufwerkanalyse-Verfahren eröffnen neue Wege für einen zielgerichteten Einsatz elektronischer Zünder bei Großbohrlochsprengungen. Nobelhefte, 64 (1998) 1, S. 1 - 13.
- [112] Rosatzin, T; Hausherr, B: Förderband oder Dumper. Die Naturstein-Industrie, 30 (1994) 8, S. 8 - 10.
- [113] Roschlau, H.: Sprengen Theorie und Praxis. Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie, Leipzig, Stuttgart, 1993, ISBN 3-342-00495-4.
- [114] Rumpf, K.: Die Gewinnung und Verarbeitung von Greifensteiner Säulenbasalt. Bergbau, 45 (1994) 1, S. 27-30.
- [115] Sächsisches Staatsministerium für Umwelt und Landwirtschaft; (Hrsg.): Praxisleitfaden Öko-Audit: Ergebnisse und Erfahrungen aus den sächsischen Modellprojekten, Dresden, 1998.
- [116] Schellenberg, F.: Hartsteinwerk Hüttengrund GmbH. Die Naturstein-Industrie, 32 (1996) 3, S. 28-32.
- [117] Schillinger, R: Gesundheitsgefährdende Belastungen bei der Sprengarbeit. Sprengmittel/Sprengtechnik, 2 (1999) 2, S. 3 - 7.
- [118] Schmidt, M.: Auswahl von Brechern (1). mündliche Mitteilung, TU Bergakademie Freiberg, Institut für Aufbereitungsmaschinen, 2005.

- [119] Schmidt, M.; Unland, G.: Modellierung des Zerkleinerungsverhaltens von Fräsrollenbrecher. 5. Baustoffkolloquium. Bauhausuniversität Weimar, F.A. Finger-Institut für Baustoffkunde, Weimar, 2005.
- [120] Schmieder, P.: Wirtschaftliche Gewinnung einer Gipslagerstätte unter Berücksichtigung von Umwelteinwirkungen. (Diplomarbeit). Institut für Bergbau, TU Bergakademie Freiberg. 2001.
- [121] Schmieder, P.; Bui, Nam: Befahrungsunterlagen über Gewinnungsbetriebe mit sprengstoffloser Gewinnungstechnologie. unveröffentlicht, TU Bergakademie Freiberg, Institut für Bergbau, 2003.
- [122] Schmieder, P.; Drebenstedt, C.: Anwendung und Weiterentwicklung der Methodik der Umweltbilanzierung für den Abbau von Festgestein. Sprengstofflose Festgesteinsgewinnung im Tagebau und im Bauwesen. Heft 89 der Schriftenreihe der GDMB, Freiberg, 2003. ISBN 3-935797-13-3.
- [123] Schmieder, P.; Drebenstedt, C.: Sprengstofflose Gewinnung im Festgestein - Möglichkeiten und Grenzen. Cement International, 3 (2005) 1, S. 58-74.
- [124] Schmieder, P.; Drebenstedt, C.: Sprengstofflose Gewinnungsverfahren - Methodik zur Bewertung von Umwelteinflüssen. Die Naturstein-Industrie (jetzt MIRO), 41 (2005) 2, S. 23-29.
- [125] Schmücker, G.: Zündtechniken von Großbohrlöchern. Die Naturstein-Industrie, 32 (1996) 4, S. 22 - 32.
- [126] Schneider-Sliwa, Rita; (Hrsg.): Angewandte Landschaftsökologie - Grundlagen und Methoden. Springer-Verlag, Berlin; Heidelberg, New York, 1999, ISBN 3-540-65938-2.
- [127] Schwan, H.-J.; Else, K.; Jubitz, K.-B.: Kalkstein- und Zuschlagstoffgewinnung, Geologie-Bergbau-Sprengwesen. Exkursionsführer zum Tagebausymposium vom 20. und 21.03.1998 in Rüdersdorf, Bergbauverein e.V. Rüdersdorf, 1998.
- [128] Schwate, W.: Handbuch Gesteinsbohrtechnik. VEB Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie, Leipzig, 1982.
- [129] Slaby, D.: Bewertung, Organisation, Planung und Rechnungswesen im Bergbau. Skript zur Vorlesung Bergwirtschaft II, TU Bergakademie Freiberg, Fakultät für Wirtschaftswissenschaften, 1999.
- [130] Slaby, D.; Krasselt, R.: Industriebetriebslehre: Investition. Oldenbourg Verlag, München, 1998, ISBN 3-486-24480-9.
- [131] Slaby, D.; Wilke, F. Ludwig: Bergwirtschaftslehre Teil 1 - Wirtschaftslehre der mineralischen Rohstoffe und der Lagerstätten. Verlag der Technischen Universität Bergakademie Freiberg, 2005, ISBN 3-86012-245-2.
- [132] Slaby, D.; Wilke, F. Ludwig: Bergwirtschaftslehre Teil 2 - Wirtschaftslehre der Bergbauunternehmen und der Bergbaubetriebe. Verlag der Technischen Universität Bergakademie Freiberg, 2006, ISBN 978-3-86012-294-5.
- [133] Society of Environmental Toxicology and Chemistry, (Hrsg.): A Technical Framework for Live Cycle Assessment. Smugglers Notch (USA), 1991.
- [134] Spachtholz, F. X.: Überlegung zur konzeptionellen Ausgestaltung sprengstoffloser Gewinnungstechniken für den Festgesteinstagebau basierend auf Einsatzerfahrungen mit der Mittelwalzenfräse. (Dissertation). Technische Universität. 1997.
- [135] Steinberg, H.; Hoffmann, R.: Einsatz eines Schaufelradbaggers im Kalksteintagebau. Zement Kalk Gips International, 47 (1994) 2, S. 104-108.
- [136] Steinbruch-Berufsgenossenschaft; Czuck; Fitzner; Kulozik: Steinbrüche, Kies- und Sandgruben. Nr. 18, Hannover, 1989.
- [137] Steinbruch-Berufsgenossenschaft; (Hrsg.): Mineralischer Staub. Langenhagen, 2004.
- [138] Stoll, R.-D.: Aufschluss und Abbauplanung eines Gesteinsvorkommens unter Berücksichtigung von Umweltgesichtspunkten. Die Naturstein-Industrie, 16 (1990) 2, S. 19-25.
- [139] Stoll, R.-D.: Optimierung der Standorte von Primärbrechern. Die Industrie der Steine und Erden, (1996) 4, S. 10-41.
- [140] Stoll, R.-D.; Quezada, G.; Zuehlsdorf, R.: Untersuchungen der Erschütterungsproblematik bei Gewinnungssprengungen in Betrieben der

- Natursteinindustrie. Mitteilungen zu Tagebau und Tiefbohrtechnik, Heft 7, Institut für Bergbaukunde III, RWTH Aachen, 1998.
- [141] Stoll, R.-D.; Schmitz, T.-M.; Platzek, W.: Optimierung von Transportsystemen. Mitteilungen zu Tagebau- und Tiefbohrtechnik, Heft 7, Institut für Bergbaukunde III, RWTH Aachen, 1990.
- [142] Stollsteimer, Albrecht: Untersuchungen zur Gestaltung des Zuschnittes eines Steinbruches beim Einsatz von Hydraulikhämmern als Lösegerät. (Studienarbeit (unveröffentlicht)). Institut für Bergbau, TU Bergakademie Freiberg. 2002.
- [143] Stolz, D.; Arnold, K.; Finke, H.; Gekeler, K.; Herold, R.: Umweltschutz und Rohstoffversorgung im Bereich der Steine-Erden-Industrie. Expert Verlag, Sindelfingen, 1986, ISBN 3-8169-0059-3.
- [144] Thien, P: Environmentally friendly mining of gypsum. "Mining for Tomorrow's World" International Mining Congress, Düsseldorf (Germany), June 8. - 10. 1999.
- [145] Todzi, M.: Mechanische Löseverfahren zur sprengstofflosen Gewinnung von Festgestein unter besonderer Berücksichtigung der schlagenden Gewinnung mittels Großhydraulikhammer. (Dissertation). Fakultät für Bergbau, Hüttenwesen und Geowissenschaften der RWTH Aachen. 2000.
- [146] UBA: Jahresbericht des Umweltbundesamtes, 1999.
- [147] UBA; (Hrsg.): Def. Feinstaub. <http://www.env-it.de/luftdaten/pollutant.fwd?comp=PM1>.
- [148] UBA; (Hrsg.): Jahresbericht des Umweltbundesamtes. 1998.
- [149] UBA; (Hrsg.): Maßnahmen zur Minderung der NOX-Emissionen in der Bundesrepublik Deutschland 1985 - 1998. Berlin, 1998.
- [150] US-Environmental Protection Agency; (Hrsg.): Revision of Emission Factors for AP-42, Section 11.9 - Western Surface Coal Mining. 1998.
- [151] US-Environmental Protection Agency; (Hrsg.): AP 42, Fifth Edition, Volume I, Response to Comments, Section 11.19.2 Crushed Stone Processing and Pulverized Mineral Processing. 2004.
- [152] US-Environmental Protection Agency; (Hrsg.): AP 42, Fifth Edition, Volume I, Section 11.19.2 Crushed Stone Processing and Pulverized Mineral Processing - Update 2004. 2004.
- [153] v. Wahl, S.: Bergwirtschaft II, III. Verlag Glück Auf, Essen, 1991, 3-7739-0542-4.
- [154] Wagner, H: Herausforderungen an die Sprengtechnologie im Bergbau. Berg- und Hüttenmännische Monatshefte, 143 (1998) 6, S. 231 - 236.
- [155] Walbert, Roland: Der Hydraulikbagger in der Direktgewinnung - Erweiterung der Einsatzmöglichkeiten mit Schnellwechsler, Löffel und Reißzahn durch zusätzlichen Anbau von Hydraulikhammer mit automatisch lösbaren Schnellkupplungen. Sprengstofflose Festgesteinsgewinnung im Tagebau und im Bauwesen. Heft 89 der Schriftenreihe der GDMB, Freiberg, 2003. ISBN 3-935797-13-3.
- [156] Wehrsig, H.; Drebenstedt, C.: Notwendige Untersuchungen für die Bewertung von Umweltauswirkungen beim übertägigen Abbau von Festgestein. ZKG International, 91 (2002) 3, S. 60-67.
- [157] Wellmer, F.-W.; Becker-Platen, J. D.; Bartel, F.; Beiersdorf, H.; Berner, U.; Bötcher, G.; Bräuer, F.: Mit der Erde leben - Beiträge Geologischer Dienste zur Daseinsvorsorge und nachhaltigen Entwicklung. Springer-Verlag, Berlin, Heidelberg, New-York, 1999, ISBN 3-540-64947-6.
- [158] Wellmer, F.-W.; Kosinowski, M.: Rohstoffgewinnung und nachhaltige Entwicklung unter besonderer Berücksichtigung der Steine- und Erden-Industrie. Die Naturstein-Industrie, 39 (2003) 7, S. 27-33.
- [159] Wendt, D: Neuere Anwendungsmöglichkeiten mit dem elektronischen Zündsystem. Nobelhefte, 63 (1997) 1/2, S. 19 - 25.
- [160] Wirtgen GmbH; (Hrsg.): Wirtgen Surface Mining Handbuch. Windhagen, 2002.
- [161] WOLFF & MÜLLER ENERGY GMBH: Anfrage Strompreise. 2005.
- [162] World Commission on Environment and Development; (Hrsg.): Our Common Future. Oxford University Press, Oxford, 1987, ISBN 0-19-282080-X.

Abbildungsverzeichnis

Abbildung 1: Methode der Ökologischen Knappheiten [16, 44]	16
Abbildung 2: Meilensteine bei der Entwicklung der Ökobilanzmethode [46]	19
Abbildung 3: Bestandteile der Ökobilanz nach DIN EN ISO 14040	20
Abbildung 4: Abbauverfahren im Festgestein	24
Abbildung 5: Definition eines umweltfreundlichen Abbauverfahrens	24
Abbildung 6: Ablaufschema zur Auswahl umweltfreundlicher Abbauverfahren	25
Abbildung 7: Tendenz zwischen Maschinengewicht und Gewinnungsleistung [123]	26
Abbildung 8: Tendenz zwischen Druckfestigkeit und Gewinnungsleistung/Maschinengewicht [123]	27
Abbildung 9: Input-Output-Analyse, Beispiel: Schlagende Gewinnung	28
Abbildung 10: Das Abbauverfahren im Zusammenhang von Umwelt-, wirtschaftlichen und sozialen Einflüssen	32
Abbildung 11: Wichtung von Umwelteinflüssen (Schema)	35
Abbildung 12: Darstellung der Umwelteinflüsse und der Kosten nach der Skalierung	38
Abbildung 13: Zusammenhang zwischen Lagerstätte und Abbausystem	41
Abbildung 14: Trennflächengefüge beim Gestein A (Foto: P. Schmieder)	45
Abbildung 15: Reißbraupe bei einer Neigung von 30% (Foto: P. Schmieder)	49
Abbildung 16: Abbausystem für die Modelle Bohren und Sprengen	51
Abbildung 17: Einsatzbereiche der Bohrverfahren [140]	53
Abbildung 18: Verschiedene Abbaustände im Modelltagebau, BuS-3	61
Abbildung 19: Lade- und Transportleistungen für BuS-3	65
Abbildung 20: Lade- und Transportleistungen für BuS-9	66
Abbildung 21: Auswahlkriterien für Brecher [53]	67
Abbildung 22: Arbeitsweise im Hochschnitt bei der schlagenden Gewinnung [17]	70
Abbildung 23: Überblick über die Löseleistung verschiedener Hämmer [17, 25]	71
Abbildung 24: Verschiedene Abbaustände im Modell HYHA-3	73
Abbildung 25: Lade- und Transportleistung für HYHA-3	74
Abbildung 26: Lade- und Transportleistungen für HYHA-9	75
Abbildung 27: FMK verschiedener Lader-SKW-Kombinationen, BuS-3	82
Abbildung 28: Betriebskosten und Barwerte für das Laden und Transportieren, BuS-3	82
Abbildung 29: Aufteilung der FMK für die Modelle BuS-3	83
Abbildung 30: Betriebskosten für das Laden und Transportieren, HYHA-3 und BuS-3	85
Abbildung 31: Vergleich der Summenbarwerte	86
Abbildung 32: FMK im Modell HYHA-3	87
Abbildung 33: FMK verschiedener Lader-SKW-Kombinationen, BuS-9	89
Abbildung 34: Betriebskosten und Barwerte für das Laden und Transportieren, BuS-9	89
Abbildung 35: Aufteilung der FMK für die Modelle BuS-9	90
Abbildung 36: Betriebskosten und Barwerte für Laden und Transportieren, HYHA-9	92
Abbildung 37: FMK für die Modelle BuS-9 und HYHA-9	93
Abbildung 38: Prognostizierte Schwinggeschwindigkeiten der Modelle BuS-3	94
Abbildung 39: Draufsicht und Schnittdarstellung, BuS-3, Schallszenario 6.2	95
Abbildung 40: Anteile der Prozesse an den Emissionsäquivalenten A-3	105
Abbildung 41: Anteile der Prozesse am KEA-gesamt, BuS-3	109
Abbildung 42: Staubanteile für das Modell HYHA A-3	113
Abbildung 43: Anteile der Prozesse an den Emissionsäquivalenten, HYHA-3	117
Abbildung 44: Summe CO ₂ -Äquivalente der Modelle HYHA-3 und BuS-3	118
Abbildung 45: Anteile der Prozesse am KEA, HYHA-3 und BuS-3	120

Abbildung 46: Schallimmission für die Modelle BuS-3 und BuS-9	123
Abbildung 47: Anteile der Prozesse an den Emissionsäquivalenten, BuS-9	126
Abbildung 48: Anteile der Prozesse am KEA, BuS-3 und BuS-9	129
Abbildung 49: Staubanteile für das Modell HYHA A-9	132
Abbildung 50: Anteile der Prozesse an den Emissionsäquivalenten, HYHA-9	134
Abbildung 51: Anteile der Prozesse am KEA, HYHA-3 und HYHA-9	137
Abbildung 52: FMK nach der Skalierung	138
Abbildung 53: Bewertung der Erschütterungen	140
Abbildung 54: Erschütterung nach der Skalierung	141
Abbildung 55: Schallimmissionen der Modelle BuS und HYHA	142
Abbildung 56: Schallimmission nach der Skalierung	143
Abbildung 57: Staubemissionen nach der Skalierung	144
Abbildung 58: CO ₂ -Äquivalent nach der Skalierung	144
Abbildung 59: SO ₂ - und TOPP-Äquivalent nach der Skalierung	145
Abbildung 60: KEA nach der Skalierung	145
Abbildung 61: Flächeninanspruchnahme in den Jahren 1 bis 20	146
Abbildung 62: Spezifische Flächeninanspruchnahme in den Jahren 1 - 20	147
Abbildung 63: Spezifische mittlere Flächeninanspruchnahme nach der Skalierung	147
Abbildung 64: FMK und der Umweltverträglichkeit für TGB-fern	149
Abbildung 65: FMK und der Umweltverträglichkeit für TGB-nah	149
Abbildung 66: Zusammenhang zwischen FMK und CO ₂ -Äquivalent	150
Abbildung 67: Struktur des Umweltverträglichkeitswertes, TGB-nah	151
Abbildung 68: Struktur des Umweltverträglichkeitswertes, TGB-fern	152
Abbildung 69: FMK in Abhängigkeit der Annahme Dieserverbrauch	154
Abbildung 70: CO ₂ -Äquivalent in Abhängigkeit der Annahme Dieserverbrauch	155
Abbildung 71: SO ₂ -Äquivalent in Abhängigkeit der Annahme Dieserverbrauch	156
Abbildung 72: KEA in Abhängigkeit der Annahme Dieserverbrauch	156
Abbildung 73: Sensitivität der FMK und der Umweltverträglichkeit, TGB-fern	157
Abbildung 74: Sensitivität der FMK und der Umweltverträglichkeit, TGB-nah	158

Tabellenverzeichnis

Tabelle 1.1: Pro-Kopf-Verbrauch von mineralischen Rohstoffen während einer 70-jährigen Lebensspanne in Deutschland [158]	2
Tabelle 2.1: Anhaltswerte für Schwinggeschwindigkeiten nach DIN 4150/3	9
Tabelle 2.2: Verteilung der PM10-Emissionen eines Modell-Steinbruches [109]	11
Tabelle 2.3: Vorgehensweise bei der Nutzwertanalyse [70]	17
Tabelle 3.2: Umwelteinflüsse und Kosten der Abbauverfahren (Mengengerüst)	36
Tabelle 3.3: Gewichtete Umwelteinflüsse für den Tagebau in weiter Ferne	37
Tabelle 3.4: Gewichtete Umwelteinflüsse und Kosten in der Nähe einer Ortschaft	37
Tabelle 4.1: Bodenklassen nach DIN 18.300 und Gewinnungsmöglichkeiten [50]	47
Tabelle 5.1: Mögliche Abbausysteme beim Bohren und Sprengen	50
Tabelle 5.2: Technische Daten der Bohrgeräte für unterschiedliche Gesteine [61, 94]	54
Tabelle 5.3: Sprenggeometrie, bei einer Löseleistung von 300.000 t/a	56
Tabelle 5.4: Zeitliche Auslastung der Bohrgeräte und Sprengstoffverbräuche	57
Tabelle 5.5: Ladeleistung von zwei Radladern, Schaufelfüllung 95 %	59
Tabelle 5.6: Übersicht zur Lage der Arbeitsebenen	60
Tabelle 5.7: Geschwindigkeiten der SKW bei unterschiedlicher Neigung und Beladung	63
Tabelle 5.8: Lade- und Transportleistung für 2 Strecken	64
Tabelle 5.9: Typische Kennwerte von Brechern für die Grobzerkleinerung [53, 64]	67
Tabelle 5.10: Gesteinseigenschaften, Gewinnungsleistungen, Brecherauswahl	68
Tabelle 5.11: Zeitliche Auslastung, Energie- und Meißelverbräuche der Modelle HYHA	72
Tabelle 5.12: Ladeleistung der Radlader bei erhöhter Basis-ATZ, Schaufelfüllung 95 %	72
Tabelle 6.1: Kosten der Bohrgeräte, BuS-3	80
Tabelle 6.2: Kosten beim Sprengen, BuS-3	81
Tabelle 6.3: Basisdaten zur Berechnung der Kosten für das Brechen, BuS-3	83
Tabelle 6.4: Zeitliche Auslastung und Kosten der Löseeinheiten, Modelle HYHA-3	84
Tabelle 6.5: Vergleichende Zusammenfassung der FMK, HYHA-3 und BuS-3	87
Tabelle 6.6: Kosten der Bohrgeräte, BuS-9	88
Tabelle 6.7: Sprengstoffverbrauch und Kosten beim Sprengen, BuS-9	88
Tabelle 6.8: Basisdaten der Kosten für das Brechen, BuS-9	90
Tabelle 6.9: Zeitliche Auslastung und Kosten der Löseeinheiten, Modell HYHA-9	91
Tabelle 6.10: FMK für die Modelle BuS-9 und HYHA-9	93
Tabelle 7.1: Schallrelevante Daten der Maschinen für die Modelle BuS-3	97
Tabelle 7.2: Schallimmissionen im Modell BuS A-3	97
Tabelle 7.3: Emissionsfaktoren für das Laden	99
Tabelle 7.4: Konstanten für die Gleichung (7.7)	100
Tabelle 7.5: Emissionsfaktoren für die Modelle BuS-3	100
Tabelle 7.6: CO ₂ -Äquivalente beim Bohren, Modelle BuS-3	102
Tabelle 7.7: CO ₂ -Äquivalente beim Sprengen, BuS-3	102
Tabelle 7.8: CO ₂ -Äquivalente beim Laden, BuS-3	103
Tabelle 7.9: CO ₂ -Äquivalente beim Transportieren, BuS-3	104
Tabelle 7.10: CO ₂ -Äquivalente beim Vorbrechen, BuS-3	105
Tabelle 7.11: Emissionen für die Modelle BuS-3	106
Tabelle 7.12: KEA für den Prozess Bohren, BuS-3	106
Tabelle 7.13: KEA für den Prozess Sprengen, BuS-3	107
Tabelle 7.14: KEA für den Prozess Laden, BuS-3	107

Tabelle 7.15: KEA für den Prozess Transportieren, BuS-3	108
Tabelle 7.16: KEA für den Prozess Vorbrechen, BuS-3	108
Tabelle 7.17: Schallrelevante Daten für die Modelle HYHA A-3 und HYHA B-3	110
Tabelle 7.18: Schallimmissionen für das Modell HYHA A-3	111
Tabelle 7.19: CO ₂ -Äquivalente beim Lösen mit Hydraulikhammer, HYHA 3	114
Tabelle 7.20: CO ₂ -Äquivalente beim Laden, HYHA-3	115
Tabelle 7.21: CO ₂ -Äquivalente beim Transportieren im Model HYHA-3	115
Tabelle 7.22: CO ₂ -Äquivalente beim Vorbrechen, HYHA-3	116
Tabelle 7.23: Emissionen für die Modelle HYHA A-3 und B-3	117
Tabelle 7.24: KEA für das Vorbrechen bei den Modellen HYHA-3	119
Tabelle 7.25: Schallrelevante Daten bei der Gewinnungsleistung 900.000 t/a	121
Tabelle 7.26: Schallimmissionen für das Modell BuS A-9	122
Tabelle 7.27: Emissionsfaktoren für das Modell BuS A-9	123
Tabelle 7.28: Emissionen für die Modelle BuS A-9 und B-9	126
Tabelle 7.29: Änderung der Emissionsäquivalente zwischen den Modellen BuS	127
Tabelle 7.30: Stoffliche und energetische Anteile der Emissionen, BuS	127
Tabelle 7.31: Stoffliche und energetische Anteile des KEA, BuS	129
Tabelle 7.32: Schallrelevante Daten für die Modelle HYHA-9	130
Tabelle 7.33: Schallimmissionen für das Modell HYHA A-9	131
Tabelle 7.34: CO ₂ -Äquivalente beim Lösen mit Hydraulikhammer, HYHA-9	133
Tabelle 7.35: Emissionen für die Modelle HYHA A-9 und B-9	134
Tabelle 7.36: Änderung der Emissionsäquivalente zwischen den Modellen HYHA	135
Tabelle 7.37: Stoffliche und energetische Anteile der Emissionen, HYHA	135
Tabelle 7.38: Stoffliche und energetische Anteile des KEA, HYHA	137
Tabelle 8.1: Erschütterungswerte	139
Tabelle 8.2: Wichtungsfaktoren der Umwelteinflüsse für zwei Betrachtungsfälle	148
Tabelle 9.1: Annahme Dieserverbrauch der Bohrgeräte und des Hydraulikbaggers	153
Tabelle 9.2: Annahme Dieserverbrauch der Radlader	153
Tabelle 9.3: Annahme Dieserverbrauch der SKW	154

Lebenslauf

Persönliche Angaben

Name: Pierre Schmieder
Geburtsdatum: 07. März 1976
Geburtsort: Freiberg
Staatsangehörigkeit: deutsch
Familienstand: verheiratet

Berufstätigkeit

seit 10/2006 Technischer Angestellter bei der
Mitteldeutsche Hartstein- Kies- und Mischwerke GmbH,
Naumburg

02/2005-12/2006 Wissenschaftlicher Mitarbeiter TU Bergakademie Freiberg,
Institut für Bergbau und Spezialtiefbau, Professur für Bergbau-
Tagebau

2002-1/2005 Stipendiat der Deutschen Bundesstiftung Umwelt am Institut für
Bergbau und Spezialtiefbau

12/2001 Wissenschaftlicher Mitarbeiter TU Bergakademie Freiberg,
Institut für Bergbau und Spezialtiefbau, Professur für Bergbau-
Tagebau

Hochschulstudium

1996-2001 Studium Geotechnik und Bergbau,
Studienrichtung Bergbau
TU Bergakademie Freiberg

Wehrersatzdienst

1995-1996 Technischer Bereich
Kinderarche Sachsen e.V. in Bräunsdorf

Schulbildung

1992 bis 1995 Technisches Gymnasium J. Weißbach in Freiberg
1982 bis 1992 Polytechnische Oberschule A. Dürer in Freiberg (Realschule)

Frankenstein, den 08. Januar 2008

Anlagen

zur

Dissertation

**Anwendung und Weiterentwicklung der Methodik der Umweltbilanzierung
beim Abbau von Festgestein**

Von der Fakultät für Geowissenschaften, Geotechnik und Bergbau

der Technischen Universität Bergakademie Freiberg

genehmigte

DISSERTATION

zur Erlangung des akademischen Grades

Doktor-Ingenieur

(Dr.-Ing.)

vorgelegt

von Diplom-Ingenieur Pierre Schmieder

geboren am 07.03.1976 in Freiberg

Gutachter: Prof. Dr. Carsten Drebenstedt, Freiberg

Prof. Dr.-Ing. Norbert Piatkowiak, Freiberg

Dr.-Ing. Steffen Wiedenfeld, Leipzig

Tag der Verleihung: 18.12.2007

Anlagenverzeichnis

Anlage 1	Aggregation von Stoffen zu Emissionsäquivalenten.....	1
Anlage 2	Bohr- und Sprengschemata und Kosten Sprengen	3
Anlage 2.1	Skizze Bohrloch	4
Anlage 3	Dimensionierung der Fahrwege und minimale Arbeitsbreite der Strosse beim Radlader	5
Anlage 4	Fahrwege und Blockvolumina der Modelle BuS.....	7
Anlage 4.1	Modell BuS-3	7
Anlage 4.2	Modell BuS-9	8
Anlage 5	Jahresbezogene Abbaustände im Modell BuS-3	9
Anlage 6	Jahresbezogene Abbaustände im Modell BuS-9	19
Anlage 7	Lade- und Transportleistungen im Modell BuS -3	29
Anlage 7.1	SKW 796 und Radlader 980	29
Anlage 7.2	SKW 225 (alternativ) und Radlader 980.....	30
Anlage 7.3	Transportleistung der SKW im Modell BuS-3.....	31
Anlage 8	Lade- und Transportleistung im Modell BuS-9.....	32
Anlage 8.1	SKW 773 und Radlader 988	32
Anlage 8.2	Transportleistung der SKW im Modell BuS-9.....	33
Anlage 9	Abschätzung der Löseleistung für die Hydraulikhämmer	34
Anlage 10	Jahresbezogene Abbaustände im Modell HYHA-3.....	35
Anlage 11	Jahresbezogene Abbaustände im Modell HYHA-9.....	45
Anlage 12	Fahrwege und Blockvolumina der Modelle HYHA	55
Anlage 12.1	Modell HYHA-3	55
Anlage 12.2	Modell HYHA-9	56
Anlage 13	Lade- und Transportleistungen im Modell HYHA-3	57
Anlage 13.1	SKW 796 und Radlader 980 im Modell HYHA-3.....	57
Anlage 13.2	SKW 225 (alternativ) und Radlader 980 im Modell HYHA-3	58
Anlage 13.3	Transportleistungen der SKW im Modell HYHA-3	59
Anlage 14	Lade- und Transportleistungen im Modell HYHA-9	60
Anlage 14.1	SKW 733 und Radlader 988	60
Anlage 14.2	Transportleistungen der SKW im Modell HYHA-9	61
Anlage 15	FMK für die Prozesse Bohren und Sprengen	62
Anlage 16	FMK für verschiedene Lader-Transportgerät-Kombinationen.....	63
Anlage 16.1	Modelle BuS-3	63
Anlage 16.2	Modelle HYHA-3.....	64
Anlage 16.3	Modelle BuS-9	65
Anlage 17	FMK für das Laden und Transportieren in den Modellen BuS-3 und HYHA-3	66
Anlage 18	FMK für das Vorbrechen in den Modellen BuS-3	68
Anlage 19	FMK für das Lösen mit Hydraulikhammer in den Modellen HYHA - 3	69
Anlage 20	FMK für das Vorbrechen in den Modellen HYHA-3.....	72
Anlage 21	FMK für das Laden und Transportieren im Modell BuS-9	73
Anlage 22	FMK für das Vorbrechen in den Modellen BuS-9	75
Anlage 23	FMK für das Lösen mit Hydraulikhammer HYHA-9	76
Anlage 23.1	Modell HYHA A-9	76
Anlage 23.2	Modell HYHA B-9.....	78
Anlage 24	FMK für das Laden und Transportieren im Modell HYHA-9	80
Anlage 25	FMK für das Vorbrechen in den Modellen HYHA-9.....	82
Anlage 26	Schall	83

Anlage 26.1	Berechnungsmethodik am Beispiel BuS-3.....	83
Anlage 26.2	Berechnungsmethodik HYHA-3.....	102
Anlage 26.3	Berechnungsmethodik BuS-9.....	121
Anlage 26.4	Berechnungsmethodik HYHA-9.....	138
Anlage 26.5	Zusammenstellung und Vergleich der Schallimmissionen.....	159
Anlage 27	Gasförmige Emissionen.....	160
Anlage 27.1	Aggregierte Emissionen.....	160
Anlage 27.2	Gasförmige Emissionen beim Bohren, BuS-3.....	161
Anlage 27.3	Gasförmige Emissionen beim Sprengen, BuS-3.....	163
Anlage 27.4	Gasförmige Emissionen beim Laden, BuS-3.....	164
Anlage 27.5	Gasförmige Emissionen Transportieren, BuS-3.....	165
Anlage 27.6	Gasförmige Emissionen Vorbrechen, BuS-3.....	166
Anlage 27.7	Gasförmige Emissionen beim Lösen, HYHA -3.....	167
Anlage 27.8	Gasförmige Emissionen beim Laden, HYHA-3.....	169
Anlage 27.9	Gasförmige Emissionen Transportieren, HYHA-3.....	170
Anlage 27.10	Gasförmige Emissionen Vorbrechen, HYHA-3.....	171
Anlage 27.11	Gasförmige Emissionen beim Bohren, BuS-9.....	172
Anlage 27.12	Gasförmige Emissionen beim Sprengen, BuS-9.....	173
Anlage 27.13	Gasförmige Emissionen beim Laden, BuS-9.....	174
Anlage 27.14	Gasförmige Emissionen beim Transportieren, BuS-9.....	175
Anlage 27.15	Gasförmige Emissionen beim Vorbrechen, BuS-9.....	176
Anlage 27.16	Gasförmige Emissionen beim Lösen, HYHA-9.....	177
Anlage 27.17	Gasförmige Emissionen beim Laden, HYHA-9.....	179
Anlage 27.18	Gasförmige Emissionen beim Transportieren, HYHA-9.....	180
Anlage 27.19	Gasförmige Emissionen beim Vorbrechen, HYHA-9.....	181
Anlage 28	Kumulierter Energieaufwand.....	182
Anlage 28.1	Daten zur Berechnung des KEAs.....	182
Anlage 28.2	KEA der Modelle BuS-3.....	183
Anlage 28.3	KEA der Modelle HYHA-3.....	184
Anlage 28.4	KEA der Modelle BuS-9.....	185
Anlage 28.5	KEA der Modelle HYHA-9.....	186
Anlage 29	Flächeninanspruchnahme.....	187
Anlage 29.1	Flächeninanspruchnahme, Modelle BuS-3.....	187
Anlage 29.2	Flächeninanspruchnahme, Modelle HYHA-3.....	188
Anlage 29.3	Flächeninanspruchnahme, Modelle BuS-9.....	189
Anlage 29.4	Flächeninanspruchnahme, Modelle HYHA-9.....	190
Anlage 30	Ergebnisse der vergleichenden Bewertung.....	191

Anlage 1 Aggregation von Stoffen zu Emissionsäquivalenten

In GEMIS werden aus den Ergebnissen der Emissionen drei aggregierte Äquivalente berechnet:

- SO₂-Äquivalente von versauernd wirkenden Luftschadstoffen
- CO₂-Äquivalente von Treibhausgasen
- Ozon-Vorläufer-Äquivalente von Luftschadstoffen

SO₂-Äquivalente

Die SO₂-Äquivalente sind ein Maß für das Versauerungspotenzial (acidification potential = AP) und werden über die Molekulargewichte und das Bindungspotenzial für Protonen der jeweiligen Emission errechnet (per Definition ist für SO₂ das AP = 1). Für die anderen Luftschadstoffe gelten folgende AP:

Schadstoff	AP
NO _x	0.696
HF	1.601
HCl	0.878
H ₂ S	0.983
NH ₃	3.762

Das AP_{Äqui} ergibt sich aus $\Sigma (e_i * AP_i)$

e_i : Masse der Emission i in [kg]

AP_i : Versauerungspotenzial der Emission i, in [kg/kg]

Die AP_i sind in GEMIS fest vorgegeben und können nicht geändert werden.

CO₂-Äquivalente

Zur Berechnung der CO₂-Äquivalente von Treibhausgasen (THG) werden massebezogene, relative Treibhauspotenziale (THP) verwendet, die für jedes THG angeben, welcher äquivalenten Menge von CO₂ seine Treibhauswirkung entspricht.

Schadstoff	THP
CH ₄	23
N ₂ O	296
HFC-23	12000
HFC-32	550
HFC-43-10mee	1500
HFC-125	3400
HFC-134	1100
HFC-134a	1300
HFC-152a	120
HFC-143	330
HFC-143a	4300
HFC-227	3500
HFC-236	9400
HFC-245	950
SF ₆	22200

Perfluormethan	5700
Perfluoraethan	11900
Perfluorcylobutan	10000
Perfluorhexan	9000
Perfluorpropan	8600
Perfluorbutan	8600
Perfluorpentan	8900

Die CO₂-Äquivalente aller THG werden wie folgt berechnet:

$$THP_{\Lambda_{\text{qui}}} = \sum (e_i * THP_i)$$

e_i : Masse des THG i in [kg]

THP_i : Treibhauspotenzial der Emission i, in [kg/kg]

Die THG-Faktoren sind in der GEMIS-Datenbasis gespeichert und können geändert werden.

Ozon-Vorläufer-Äquivalente

Berechnet werden relative bodennahe Ozon-Vorläufer-Potenziale (tropospheric ozone precursor potentials TOPP), nach European Environment Agency: Environmental signals 2000 - regular indicator report, Kopenhagen 2000:

Schadstoff	TOPP
NO _x	1.220
NMVOG	1.000
CO	0.110
CH ₄	0.014

Das TOPP_{Λ_{qui}} ergibt sich als $\sum (e_i * TOPP_i)$

e_i : Masse der Emission i in [kg]

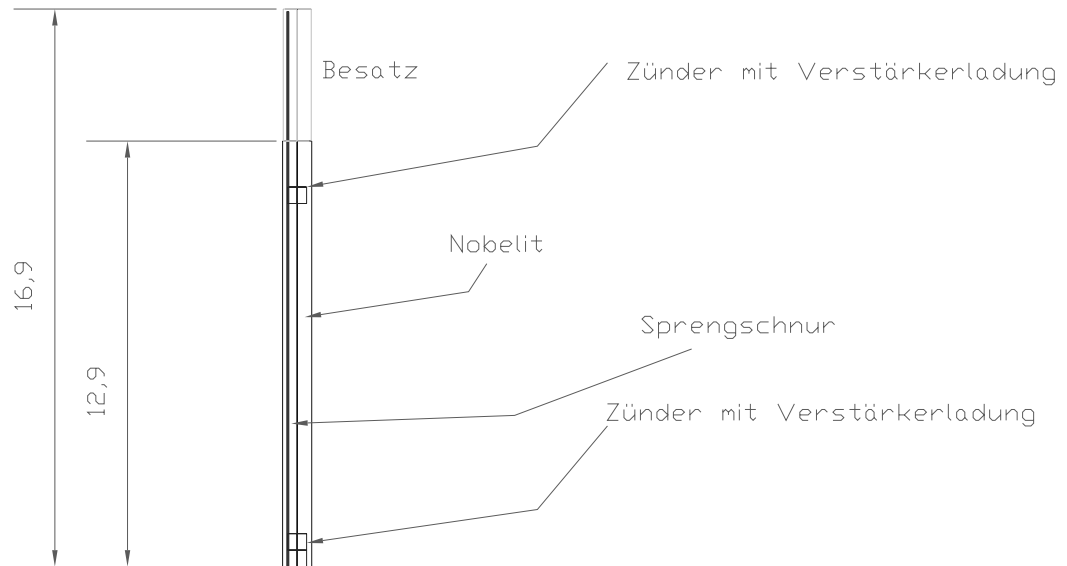
$TOPP_i$: Ozon-Vorläufer-Potenzial der Emission i, in [kg/kg]

Die TOPP_i sind in GEMIS fest vorgegeben und können nicht geändert werden.

Anlage 2 Bohr- und Sprengschemata und Kosten Sprengen

Tagebau Name	Gestein A-3	Gestein B-3	GesteinA-9	GesteinB-9
Gewinnungsleistung [t/a]	300.000	300.000	900.000	900.000
Bohrgerät Name	HBM60	ROCF6	HBM60	ROCF6
Anzahl Sprengungen Jahr	21,2	21,2	42,4	42,4
Name Patrone	ED2000-38	ED2000-38	ED2000-38	ED2000-38
Name Sprengschnur	DC12	DC12	DC12	DC12
Bohrlochdurchm. [mm]	80,00	90,00	80,00	90,00
Böschungswinkel [°]	75,00	75,00	75,00	75,00
Vorgabe [m]	4,83	4,15	4,83	4,15
Seitenverhältnis	0,99	1,01	0,99	1,01
Unterbohrung [m]	1,45	1,25	1,45	1,25
Bohrlochlänge [m]	16,98	16,78	16,98	16,78
Abschlagslänge [m]	78,62	91,41	117,92	137,12
Anzahl Bohrungen	16,00	22,00	25,00	33,00
Volumenvorgabe [m³/Bl]	368,51	268,01	353,77	268,01
Volumen Bl. [m³]	0,09	0,11	0,09	0,11
Besatzlänge [m]	4,00	4,00	4,00	4,00
Ladesäule [m]	12,98	12,78	12,98	12,78
Volumen Ladesäule [m]	0,07	0,08	0,07	0,08
Anzahlpatronen	3	3	3	3
Volumen Patronen [m³]	1,29E-03	1,29E-03	1,29E-03	1,29E-03
Volumen Sprengschnur [m³]	3,53E-04	3,49E-04	3,53E-04	3,49E-04
Masse Emulsion [kg/Bl]	73,13	91,57	73,13	91,57
Masse Sprengstoff [kg/Bl]	75,22	93,66	75,22	93,66
Sprengstoffverbrauch [kg/a]	25.513,90	43.684,50	79.730,94	131.053,51
spez. Sprengstoffverbrauch [kg/m³]	0,20	0,35	0,21	0,35
Emulsion [kg/a]	24.804,72	42.710,52	77.514,76	128.131,56
Sprengschnur [m/a]	6.098,15	8.290,35	19.056,71	24.871,04
Patronen/a	1.017,60	1.399,20	3.180,00	4.197,60
Zünder/a	678,40	932,80	2.120,00	2.798,40
Kosten Emulsion [€/a]	46.880,93	80.722,88	146.502,90	242.168,65
Kosten Sprengschnur [€/a]	4.024,78	5.471,63	12.577,43	16.414,89
Kosten Patronen [€/a]	3.978,82	5.470,87	12.433,80	16.412,62
Kosten Zünder [€/a]	3.609,09	4.962,50	11.278,40	14.887,49
Lohnkosten [€/a]	2.120,00	2.915,00	6.625,00	8.745,00
Gesamtkosten Sprengen [€/a]	60.613,61	99.542,88	189.417,53	298.628,64
spez. Gesamtkosten Sprengen [€/t]	0,20	0,33	0,21	0,33

Anlage 2.1 Skizze Bohrloch



Anlage 3 Dimensionierung der Fahrwege und minimale Arbeitsbreite der

Strosse beim Radlader

1. Dimensionierung der Fahrwege

max. Steigung 10% = 5,7°

Breite bei Gegenverkehr: $Breite = 2 * z_R + 2 * b_{SKW} + Z_B$

b_{SKW} : Breite des SKW **5,07 m** (CAT 771 D)

z_R : Randzuschlag bei ebenen und gut befestigten Fahrwegen
mindestens 1,5 m

Annahme für Modell: **2,54 m** (halbe Fahrzeugbreite)

Z_B : Begegnungszuschlag min. 2 m bei schlechten Fahrwegen
bei größeren Fahrzeugen 0,5 * Fahrzeugbreite: $5,07 * 0,5 = \mathbf{2,54 m}$

Breite bei Gegenverkehr: $2 * 2,54 + 2 * 5,07 + 2,54 = 17,76 \text{ m} \rightarrow$ **17,8 m**

Breite bei Gegenverkehr SKW und Transporter: $2 * 2,54 + 5,07 + 2,5 + 2,54 =$ 15,2 m

Breite ohne Gegenverkehr: $2 * 2,54 + 5,07 = 10,15 =$ **10,2 m**

Annahme für Modelltagebau:

Breite der Rampe für ein Fahrzeug + (1 Notfahrzeug): **15,5 m**

Gesamtwiderstand der Rampe

Reifeneindringung bis 5 cm \rightarrow

$RW_s = 50 \text{ kg/t}$

$RW_k = 20 \text{ kg/t}$ (EYMER)

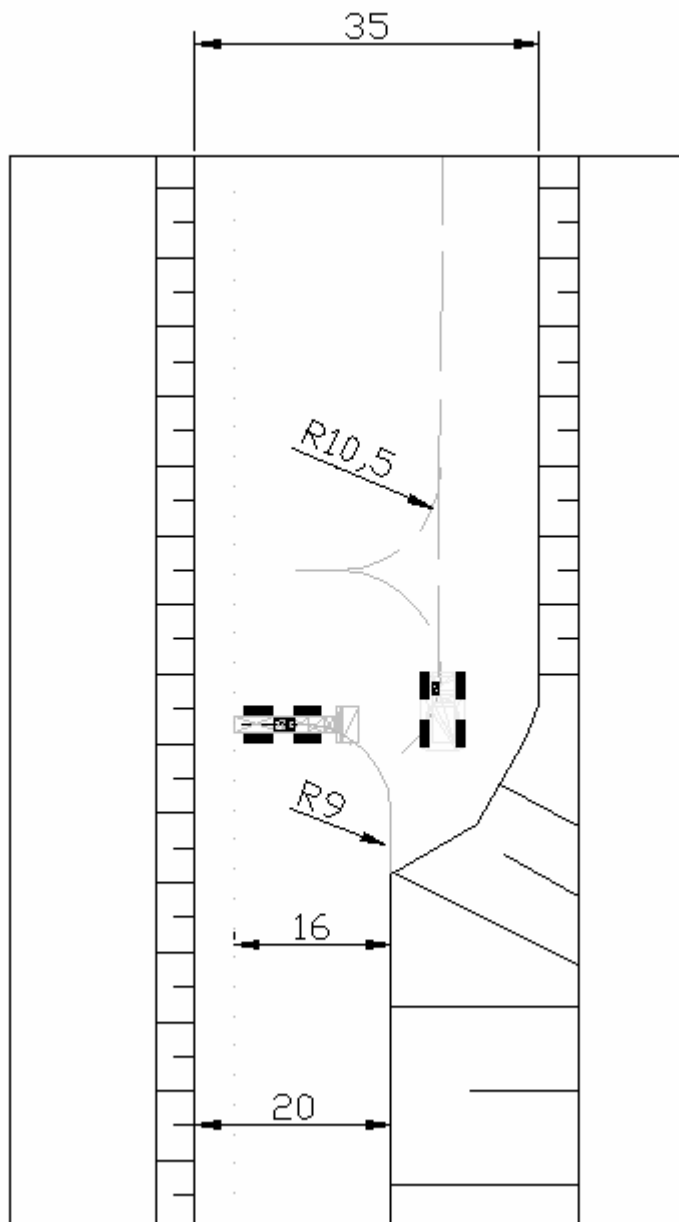
$RW_g = RW_s + RW_k = 70 \text{ kg/t}$ 7%

+ 10% für Steigung 17%

2. Minimale Breite der Strosse

Annahmen:

- Haufwerk liegt ca. 15m auf der Strosse
- Radius Radlader 9 m
- Radius SKW 10,5 m
- Randzuschlag 4 m



Anlage 4 Fahrwege und Blockvolumina der Modelle BuS

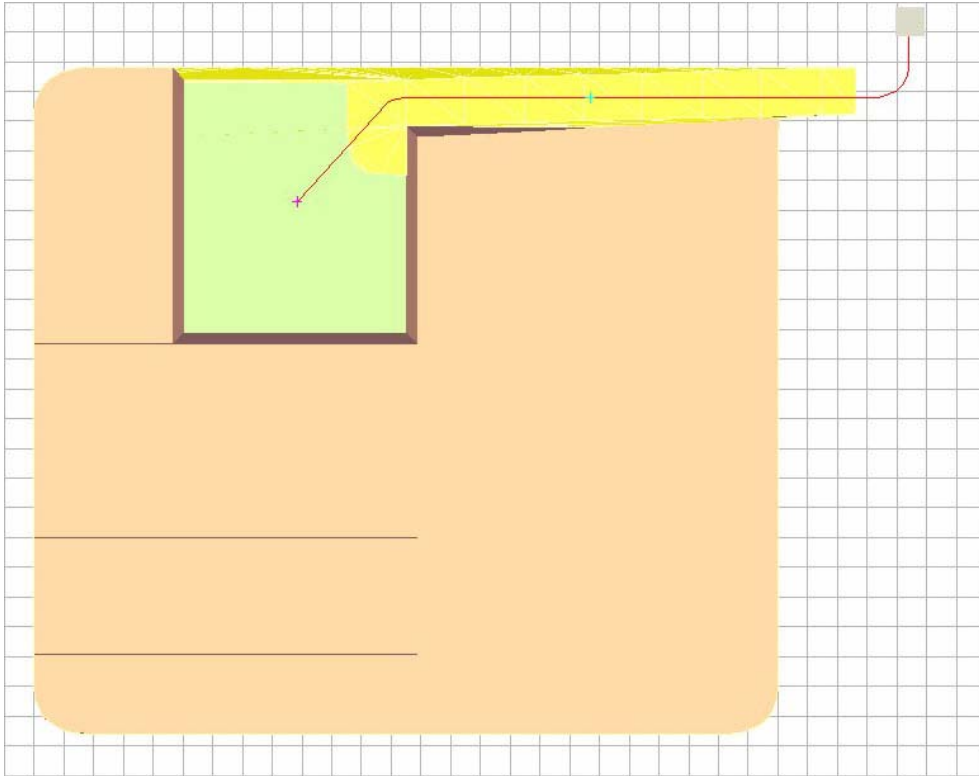
Anlage 4.1 Modell BuS-3

Jahr	Streckenname	Länge (gesamt) [m]	Länge (horizontal) [m]	Länge (geneigt) [m]	Block-Volumen [m ³]
1	S00.00	123,73	34,30	89,43	21.252,13
1	S01.00	237,28	85,59	151,68	103.739,95
2	S02.00	291,75	140,06	151,68	125.267,45
3	S03.10	332,24	180,55	151,68	58.126,97
3	S03.20	302,60	72,93	229,68	23.085,23
3	S03.30	401,88	104,45	297,43	42.975,53
4	S04.10	438,16	140,72	297,43	51.380,32
4	S04.20	367,39	215,71	151,68	73.736,67
5	S05.10	396,96	245,27	151,68	49.285,96
5	S05.20	436,54	139,10	297,43	76.251,23
6	S06.10	483,14	185,71	297,43	44.835,66
6	S06.20	306,57	154,89	151,68	80.191,41
7	S07.10	461,93	164,49	297,43	75.391,03
7	S07.20	313,82	162,13	151,68	50.011,08
8	S08.10	484,44	187,01	297,43	44.489,92
8	S08.20	333,50	181,81	151,68	80.086,17
9	S09.10	505,22	207,79	297,43	71.000,14
9	S09.20	484,01	92,82	391,19	23.543,64
9	S09.30	588,19	125,26	462,93	30.144,34
10	S10.00	640,16	177,23	462,93	125.709,63
11	S11.10	703,25	240,32	462,93	34.761,15
11	S11.20	358,66	206,98	151,68	89.997,05
12	S12.10	640,70	343,27	297,43	79.391,79
12	S12.20	635,02	172,09	462,93	45.043,53
13	S13.10	642,38	179,45	462,93	24.335,89
13	S13.20	711,02	125,59	585,43	32.092,91
13	S13.30	848,11	188,00	660,10	66.462,04
14	S14.10	892,30	232,20	660,10	16.326,65
14	S14.20	385,11	233,42	151,68	65.369,73
14	S14.30	669,24	371,80	297,43	42.445,56
15	S15.10	649,81	186,88	462,93	31.537,96
15	S15.20	858,41	198,31	660,10	26.439,91
15	S15.30	683,99	386,56	297,43	67.958,20
16	S16.10	674,76	211,83	462,93	56.950,25
16	S16.20	871,35	211,24	660,10	46.255,37
16	S16.30	704,77	407,34	297,43	21.168,36
17	S17.10	707,39	409,96	297,43	16.708,28
17	S17.20	703,53	240,60	462,93	107.964,78
18	S18.10	722,40	259,47	462,93	4.001,68
18	S18.20	905,38	245,27	660,10	120.932,72
19	S19.10	942,34	282,23	660,10	37.234,17
19	S19.20	592,82	295,39	297,43	31.971,35
19	S19.30	914,98	254,88	660,10	55.243,31
20	S20.00	821,47	161,37	660,10	125.108,00

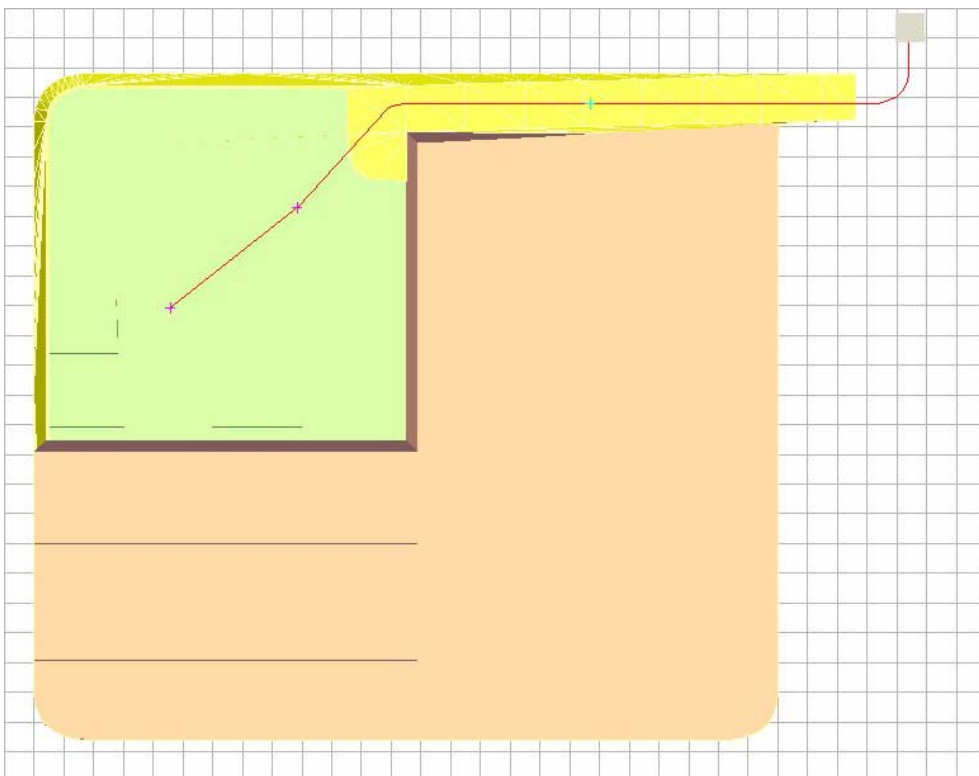
Anlage 4.2 Modell BuS-9

Jahr	Fahrstrecke Name	Länge (gesamt) [m]	Länge (horizontal) [m]	Länge (geneigt) [m]	Block-Volumen [m³]
1	S01.10	123,73	34,30	89,43	21.552,39
1	S01.20	334,35	183,69	150,66	325.229,10
1	S01.30	305,93	54,31	251,62	27.897,48
2	S02.10	395,87	94,47	301,40	33.515,14
2	S02.20	504,48	353,83	150,66	341.457,25
3	S03.10	619,97	469,31	150,66	87.239,78
3	S03.20	517,74	216,34	301,40	287.742,50
4	S04.10	449,49	298,84	150,66	196.577,40
4	S04.20	638,56	337,16	301,40	149.257,86
4	S04.30	487,41	81,05	406,36	29.291,19
5	S05.10	460,11	158,71	301,40	91.144,69
5	S05.20	612,48	153,65	458,84	254.317,91
5	S05.30	663,13	101,05	562,08	28.444,63
6	S06.10	409,05	258,40	150,66	198.976,28
6	S06.20	520,76	219,36	301,40	175.959,12
7	S07.10	677,87	376,47	301,40	44.944,90
7	S07.20	622,17	163,33	458,84	225.972,60
7	S07.30	805,51	195,97	609,54	103.813,83
8	S08.10	388,22	237,56	150,66	162.735,61
8	S08.20	603,19	301,79	301,40	214.310,69
9	S09.10	673,16	214,32	458,84	161.929,75
9	S09.20	885,45	275,90	609,54	211.877,07
10	S10.10	373,42	222,76	150,66	177.409,33
10	S10.20	635,26	333,85	301,40	174.647,74
10	S10.30	804,04	345,20	458,84	7.892,34
10	S10.40	787,02	177,48	609,54	14.937,35
11	S11.10	905,60	446,77	458,84	193.853,10
11	S11.20	888,54	279,00	609,54	181.556,17
12	S12.10	379,74	229,08	150,66	178.989,33
12	S12.20	684,79	383,39	301,40	169.047,07
12	S12.30	847,50	388,66	458,84	26.912,30
13	S13.10	342,76	192,10	150,66	129.707,85
13	S13.20	973,61	514,77	458,84	149.496,88
13	S13.30	914,48	304,94	609,54	95.712,35
14	S14.10	504,83	354,18	150,66	83.889,65
14	S14.20	711,75	410,34	301,40	166.367,56
14	S14.30	952,96	494,12	458,84	124.448,68
15	S15.10	1.091,59	632,75	458,84	30.912,39
15	S15.20	939,75	330,21	609,54	141.901,03
15	S15.30	425,64	274,99	150,66	202.384,19
16	S16.10	589,53	438,88	150,66	39.216,07
16	S16.20	771,89	470,49	301,40	166.307,15
16	S16.30	1.046,32	587,48	458,84	153.157,17
16	S16.40	1.044,24	434,70	609,54	16.226,70
17	S17.10	963,45	353,91	609,54	125.085,47
17	S17.20	779,80	478,40	301,40	218.846,69
17	S17.30	962,37	503,54	458,84	30.671,83
18	S18.10	1.070,46	611,62	458,84	319.139,63
18	S18.20	978,74	369,20	609,54	55.851,94
19	S19.10	1.049,80	440,26	609,54	374.984,96
20	S20.10	1.033,30	423,76	609,54	24.972,98
20	S20.20	618,68	317,28	301,40	40.631,56
20	S20.30	864,15	405,32	458,84	123.560,29
20	S20.40	1.072,74	463,20	609,54	186.017,40

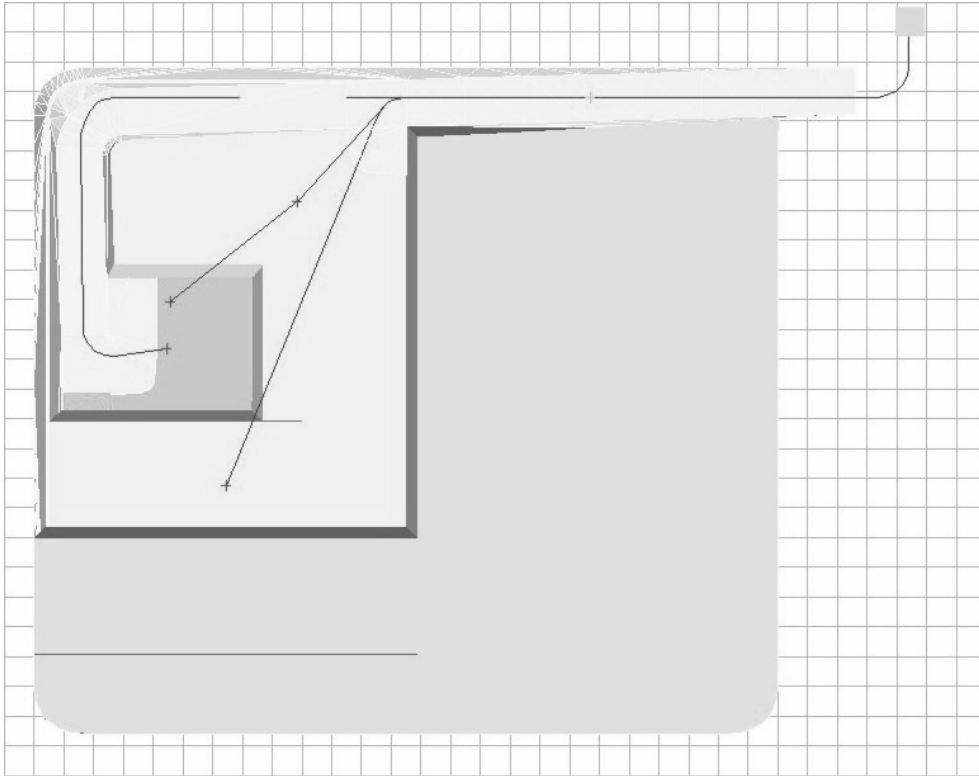
Anlage 5 Jahresbezogene Abbaustände im Modell BuS-3



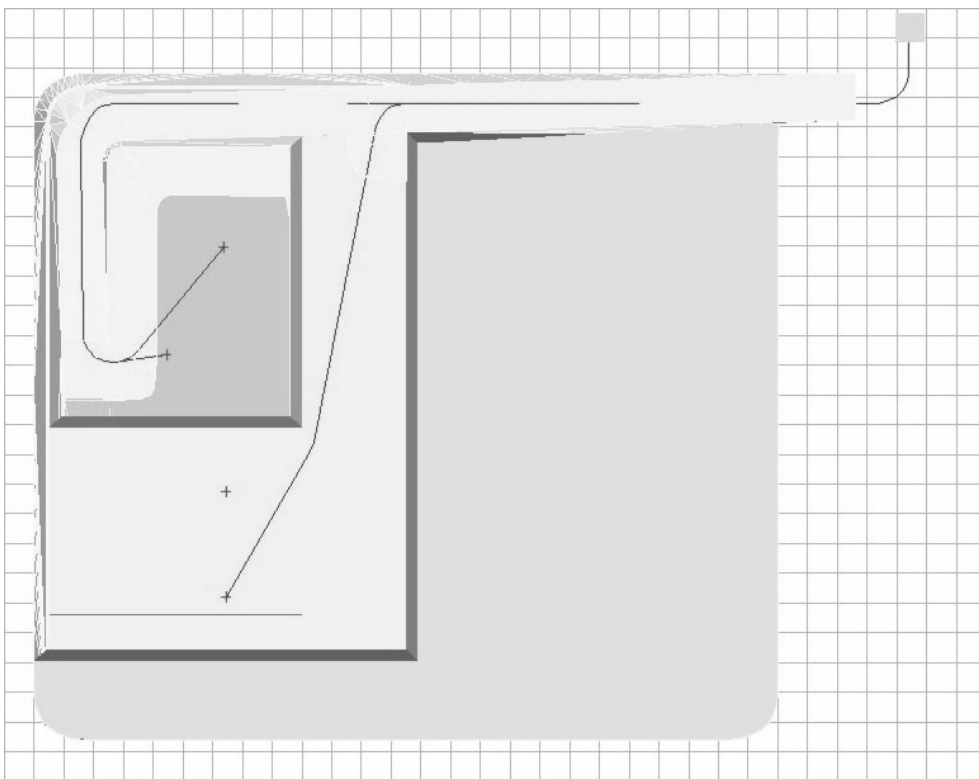
Abbaustand Jahr 1



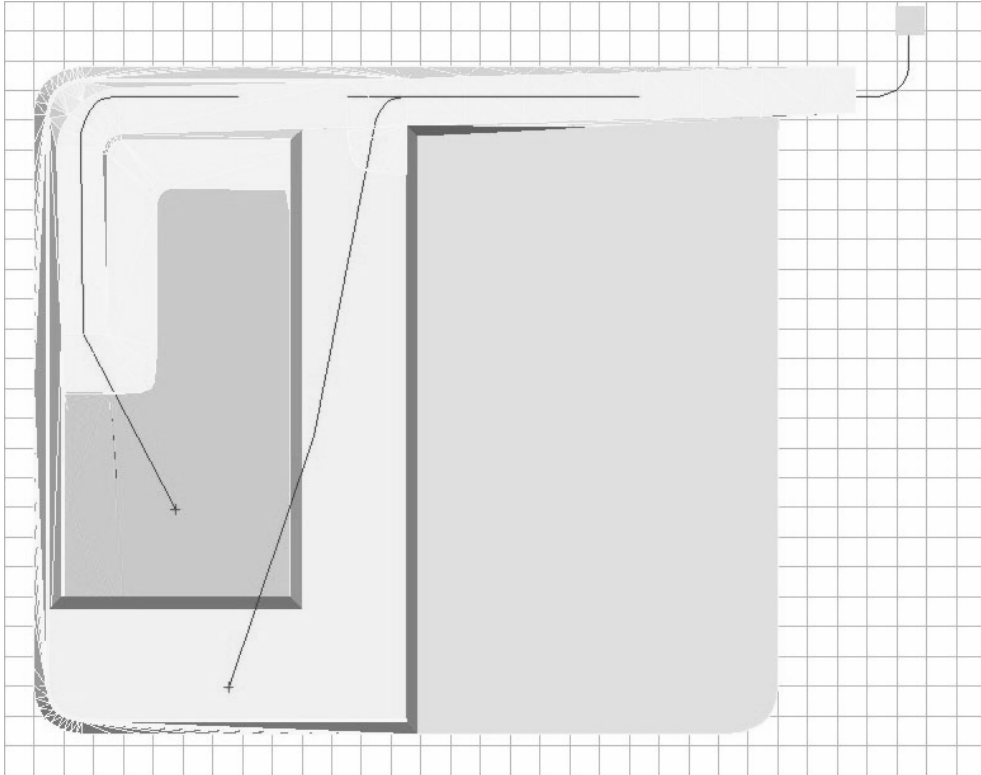
Abbaustand Jahr 2



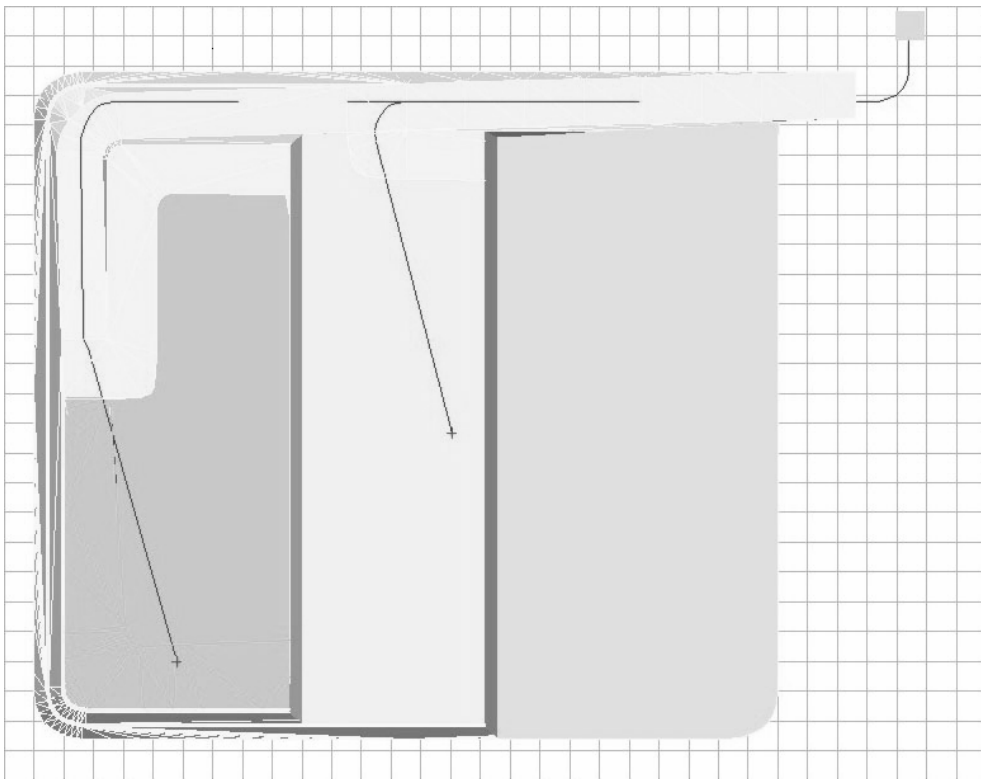
Abbaustand Jahr 3



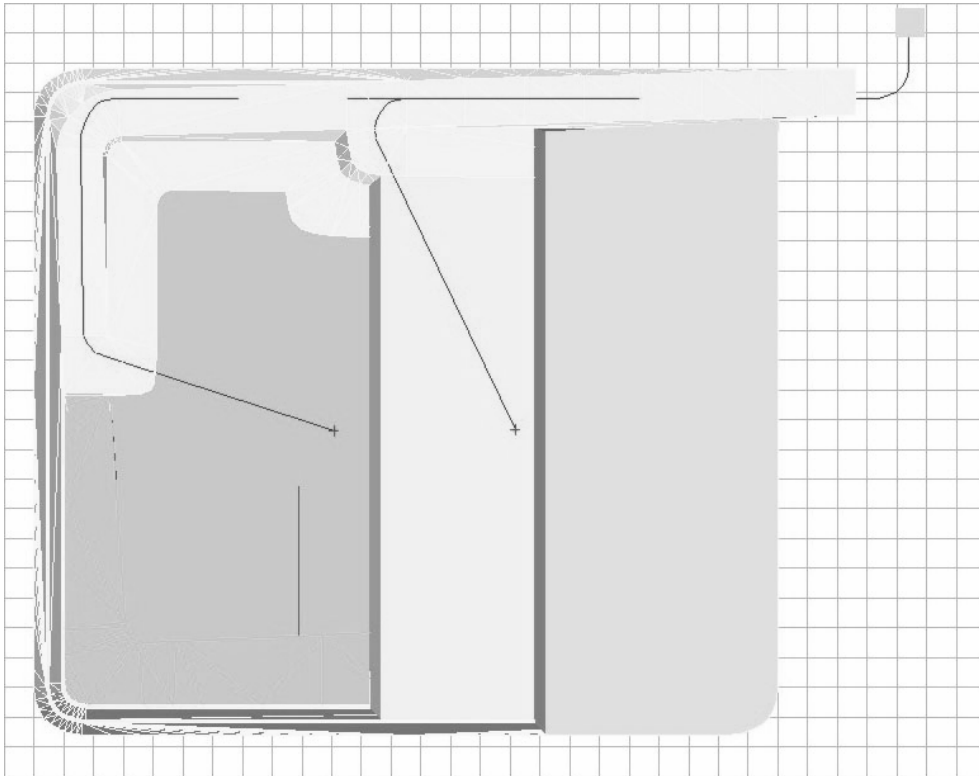
Abbaustand Jahr 4



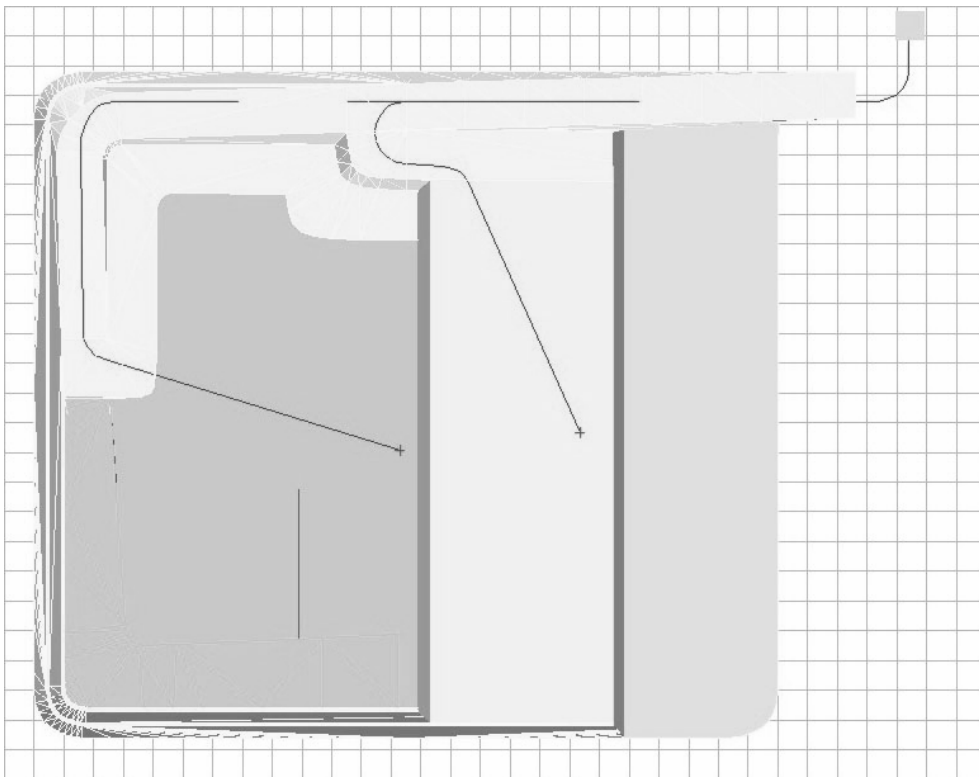
Abbaustand Jahr 5



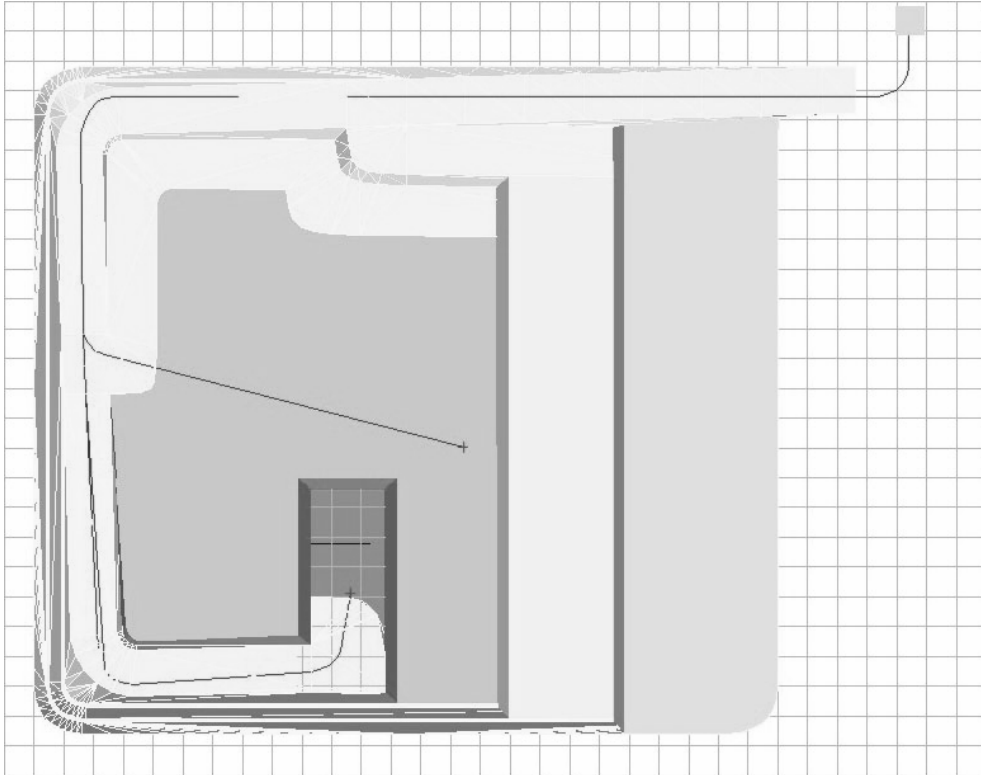
Abbaustand Jahr 6



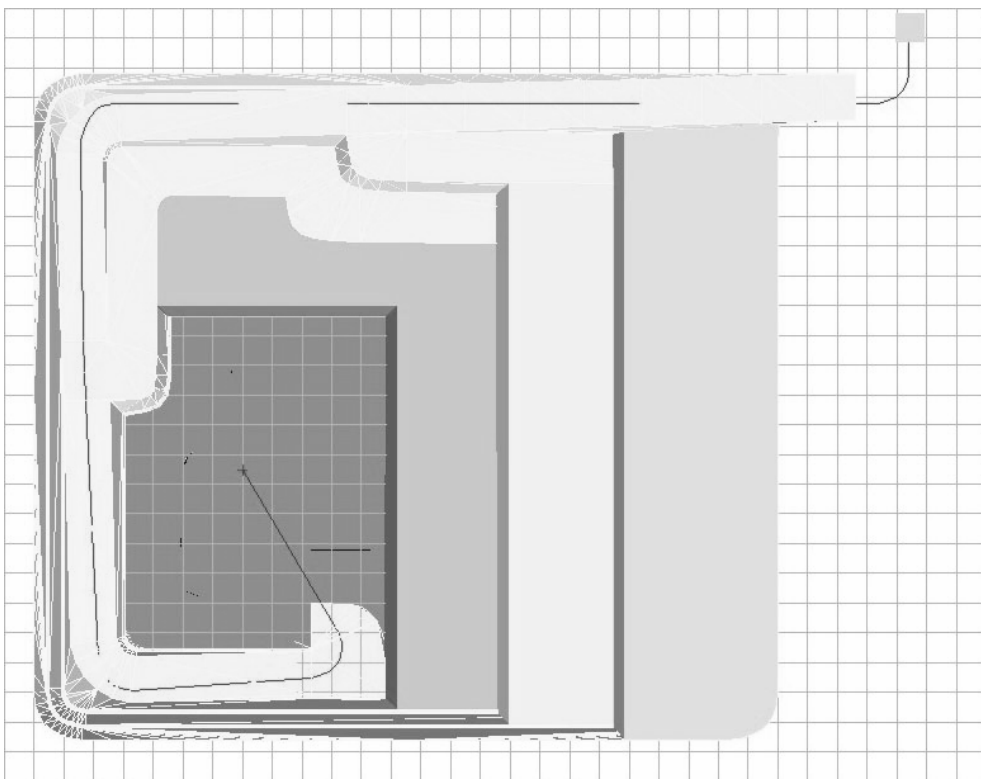
Abbaustand Jahr 7



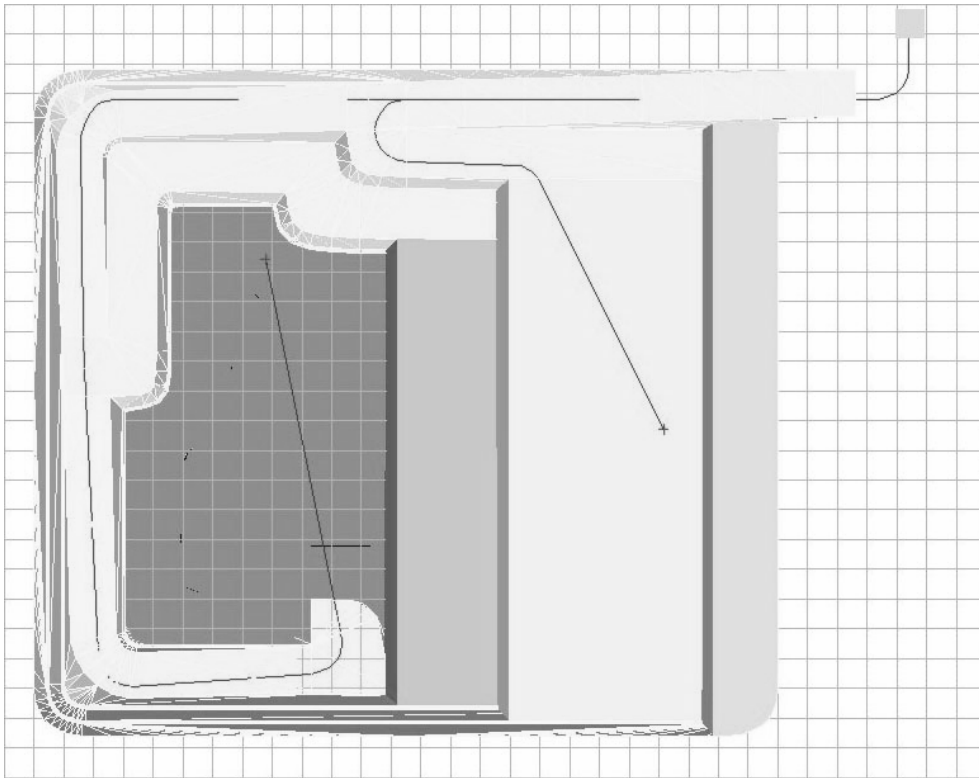
Abbaustand Jahr 8



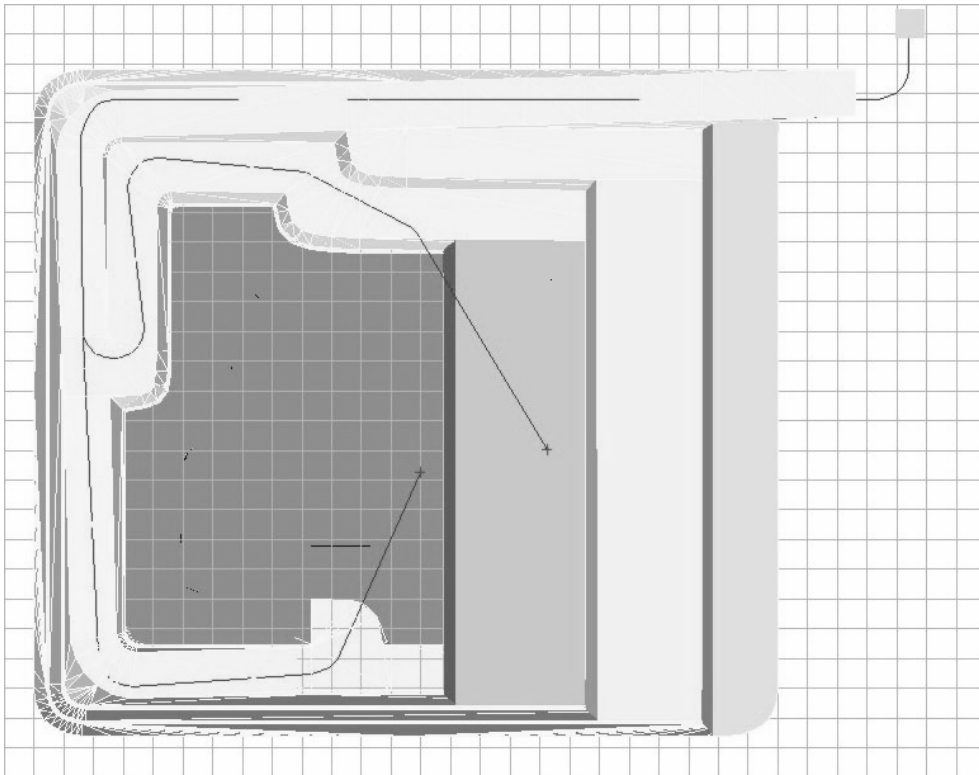
Abbaustand Jahr 9



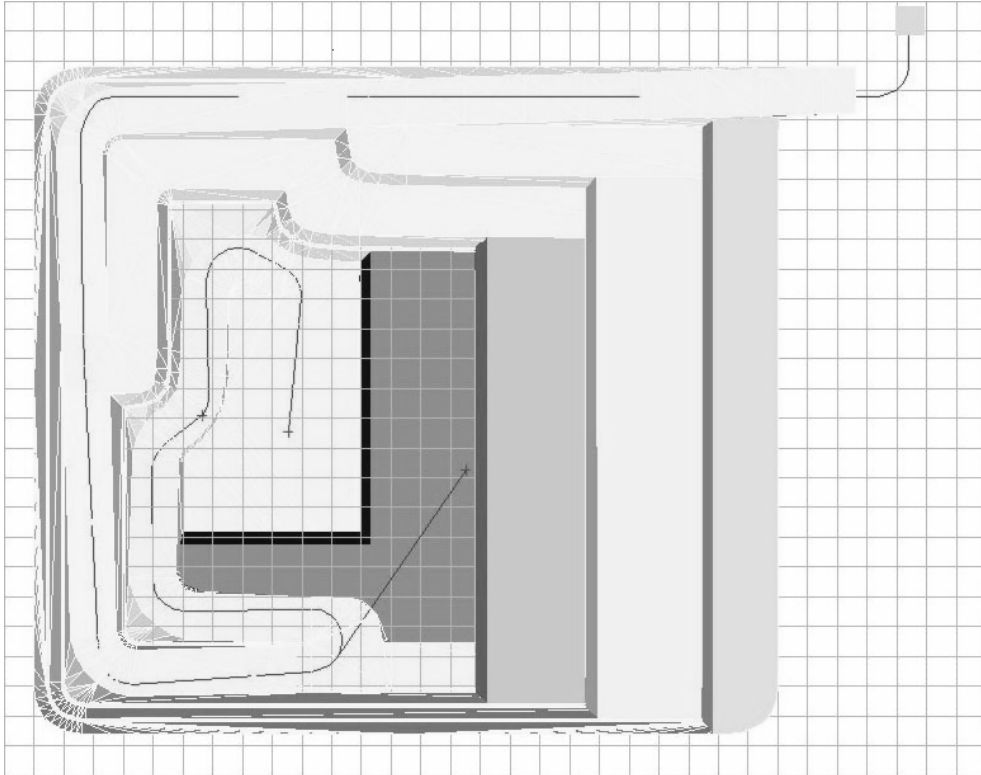
Abbaustand Jahr 10



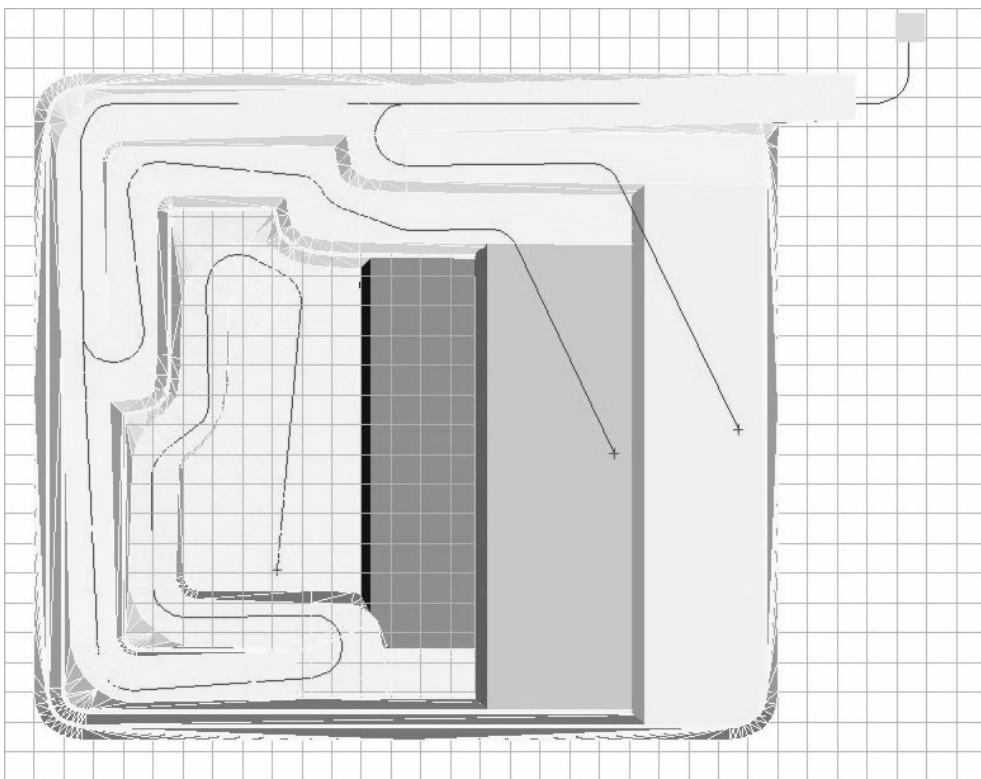
Abbaustand Jahr 11



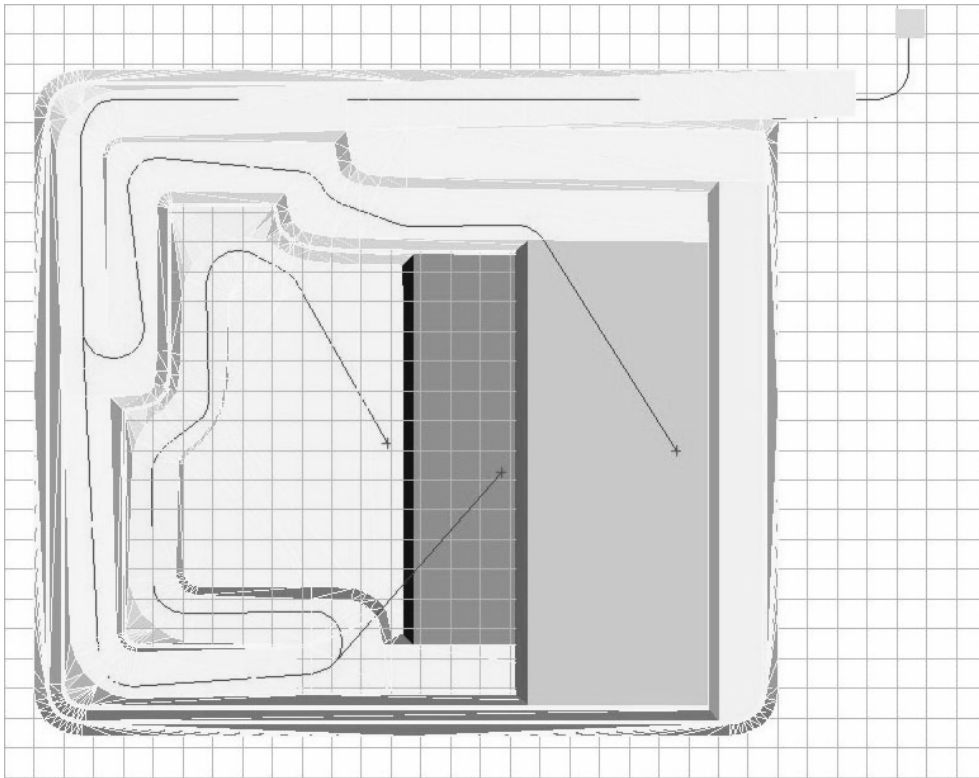
Abbaustand Jahr 12



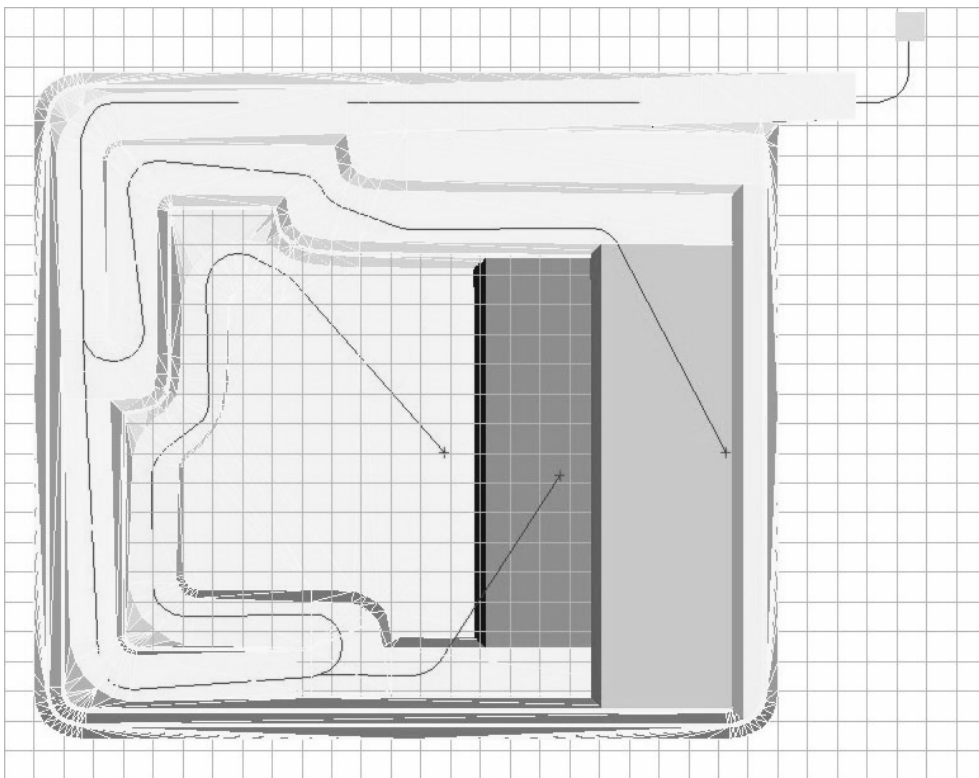
Abbaustand Jahr 13



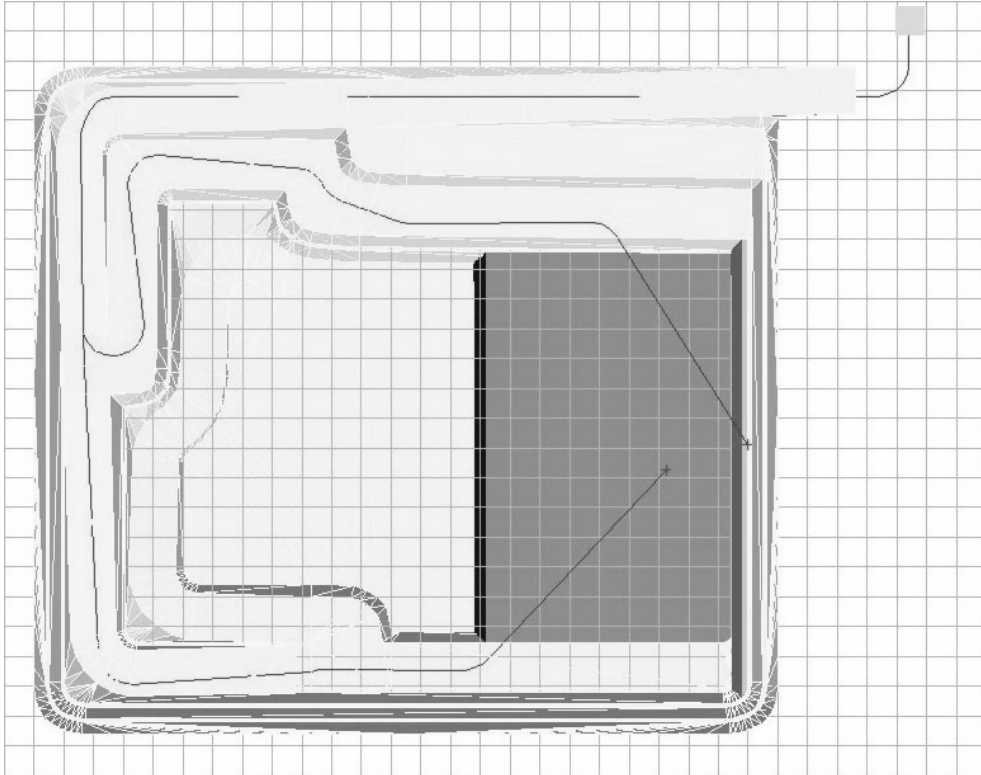
Abbaustand Jahr 14



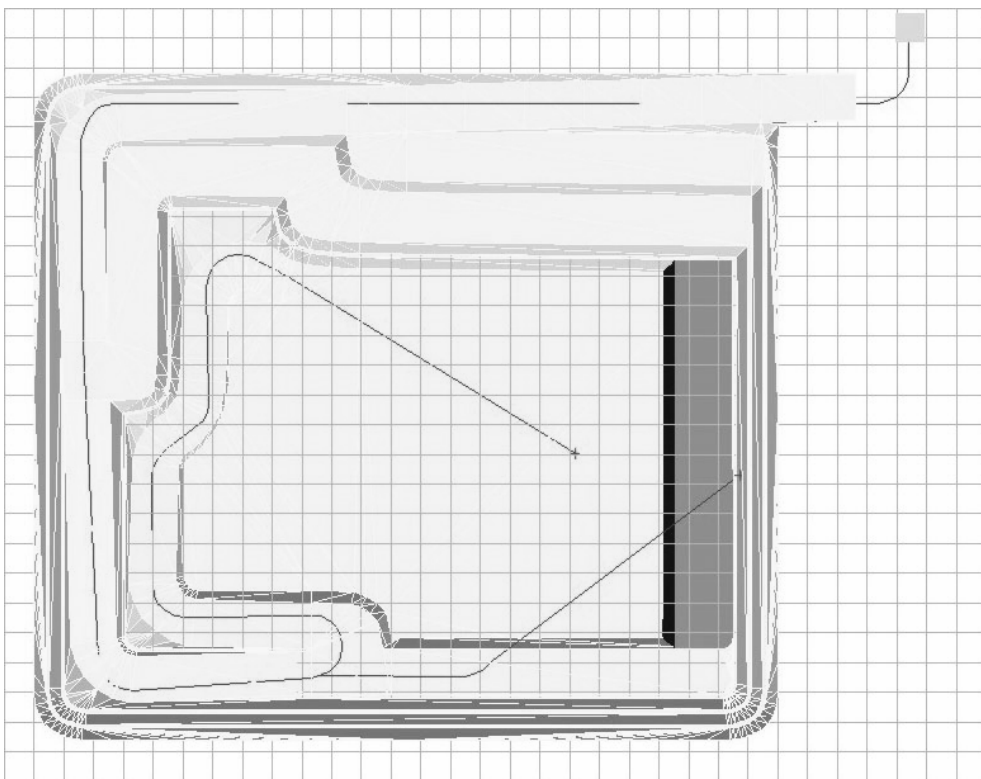
Abbaustand Jahr 15



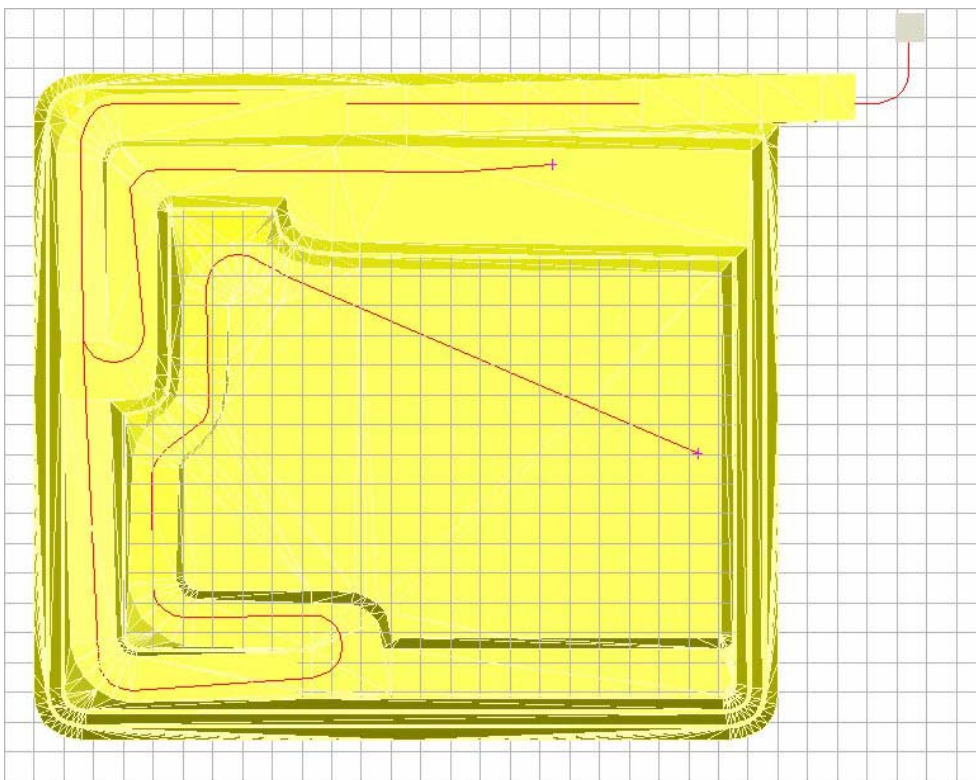
Abbaustand Jahr 16



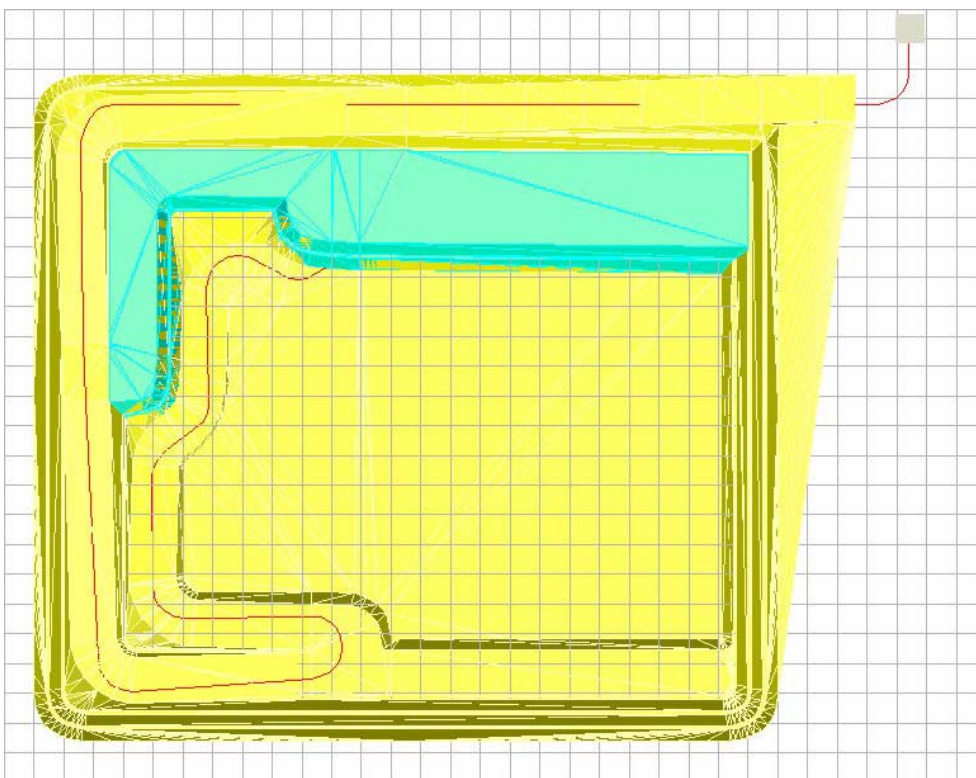
Abbaustand Jahr 17



Abbaustand Jahr 18

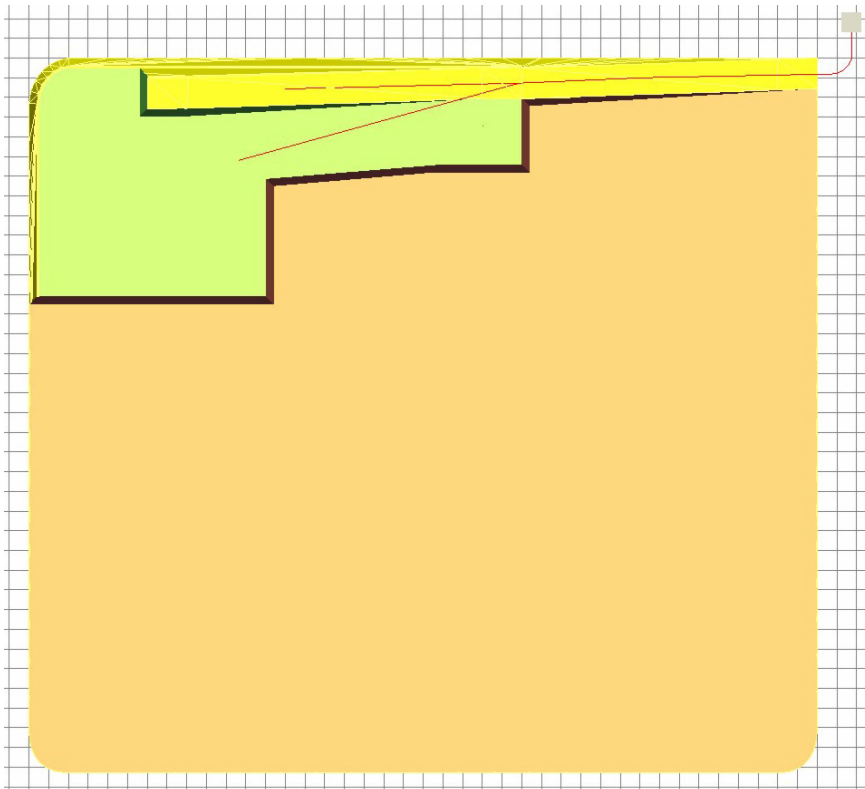


Abbaustand Jahr 19

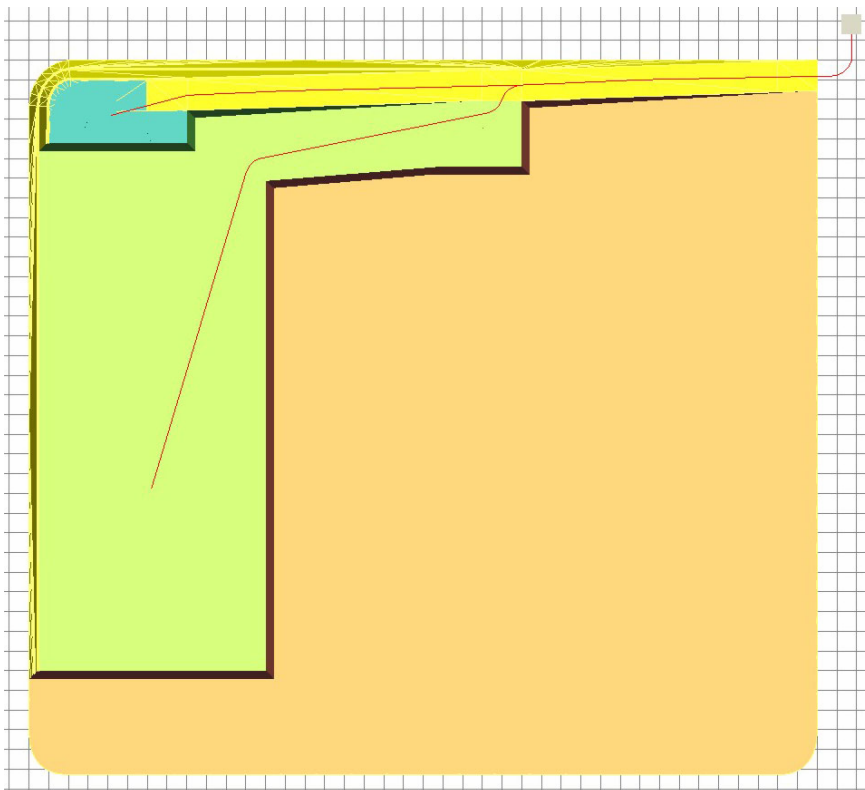


Abbaustand Jahr 20

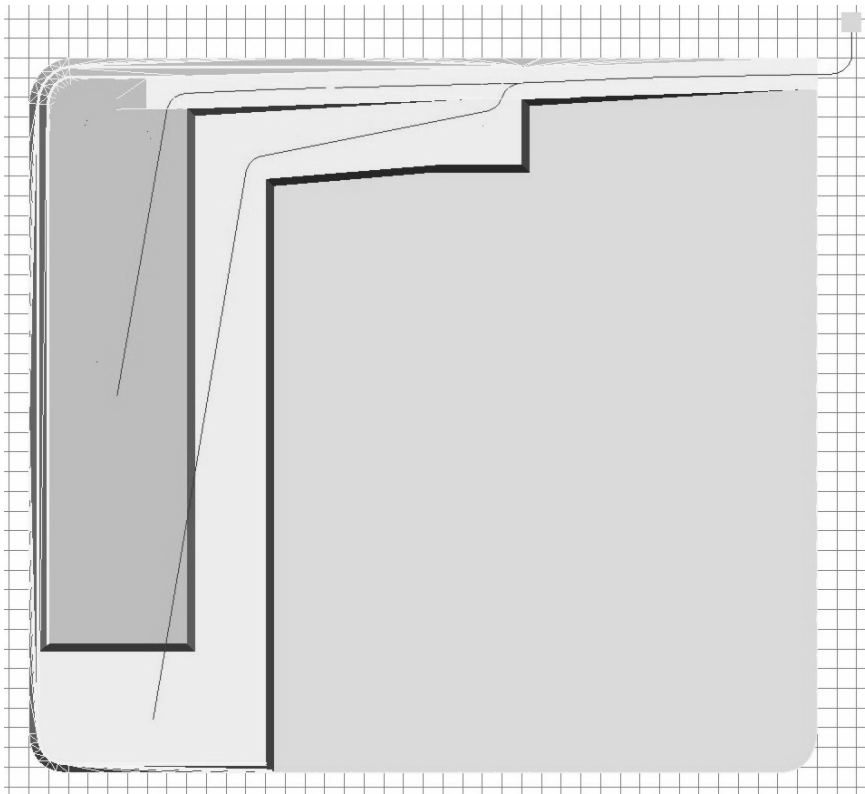
Anlage 6 Jahresbezogene Abbaustände im Modell BuS-9



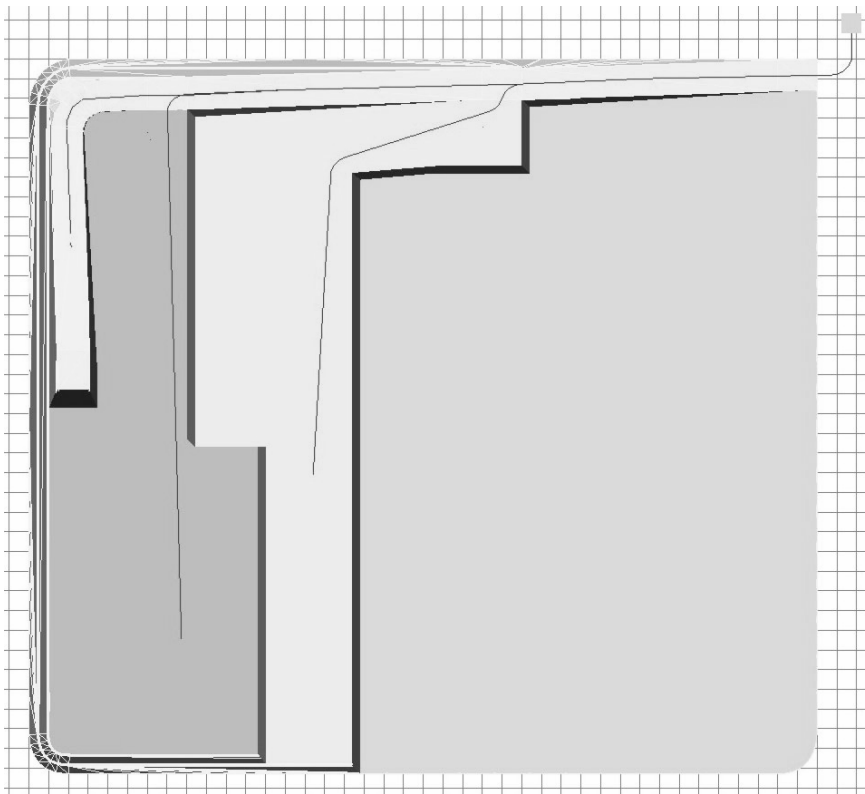
Abbaustand BuS-9 Jahr 1



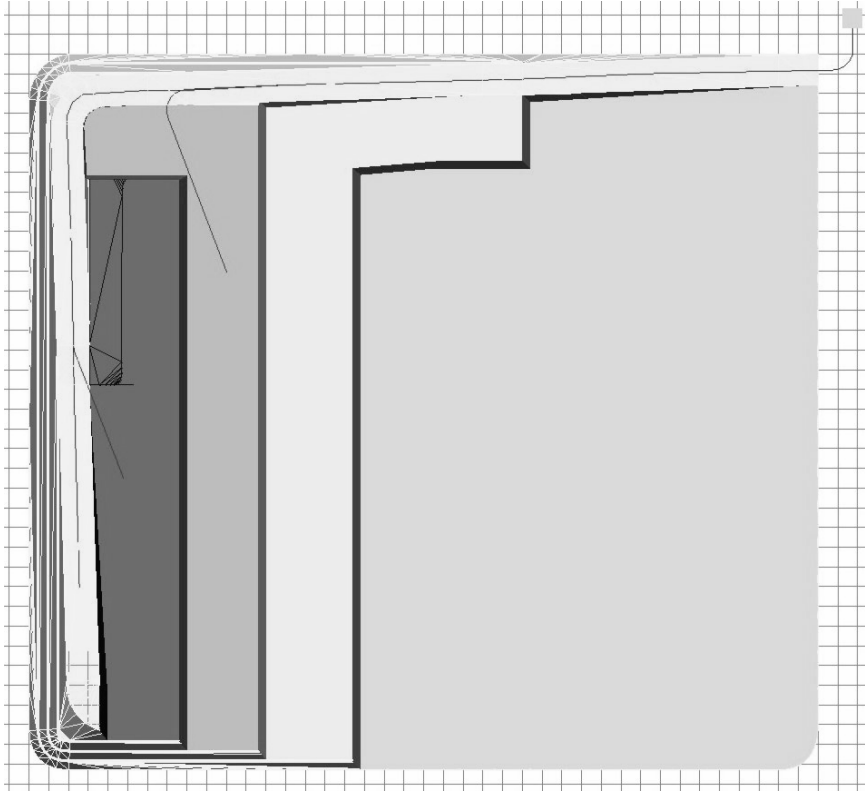
Abbaustand BuS-9 Jahr 2



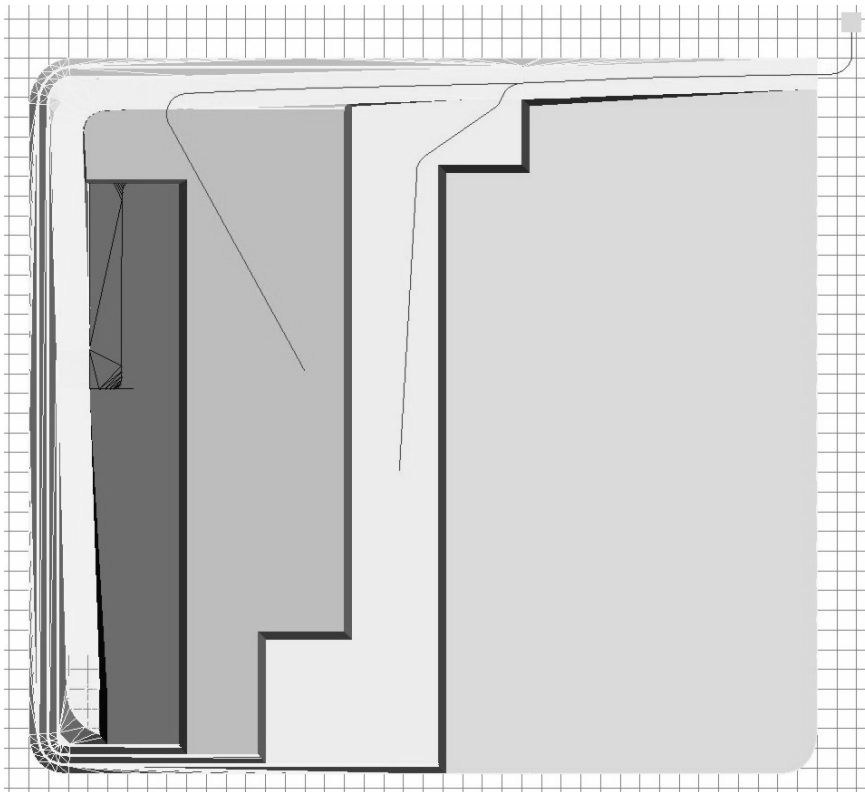
Abbaustand BuS-9 Jahr 3



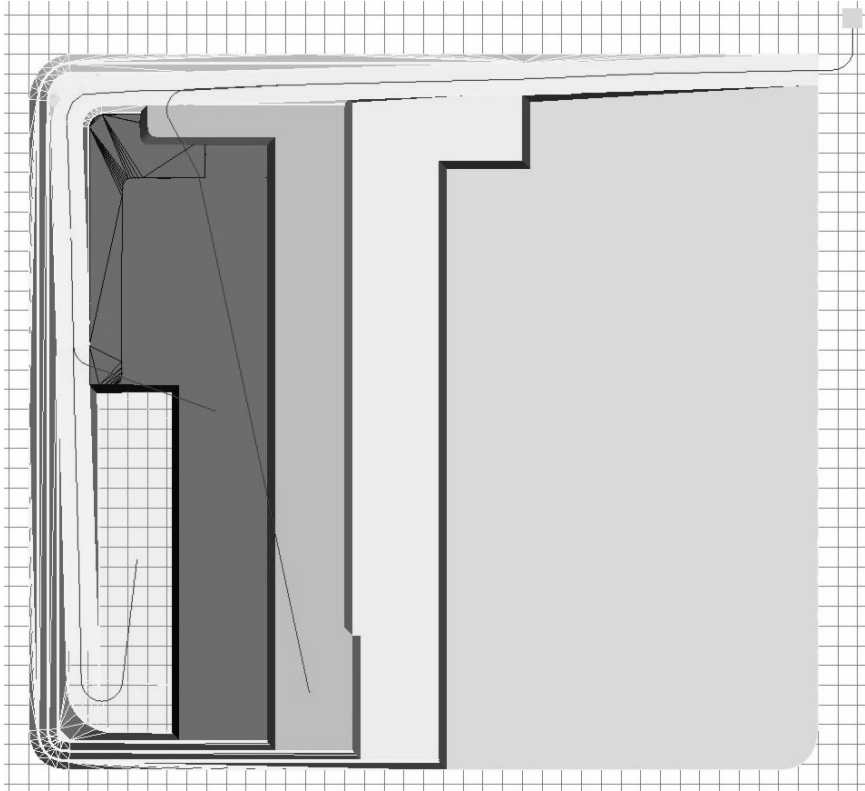
Abbaustand BuS-9 Jahr 4



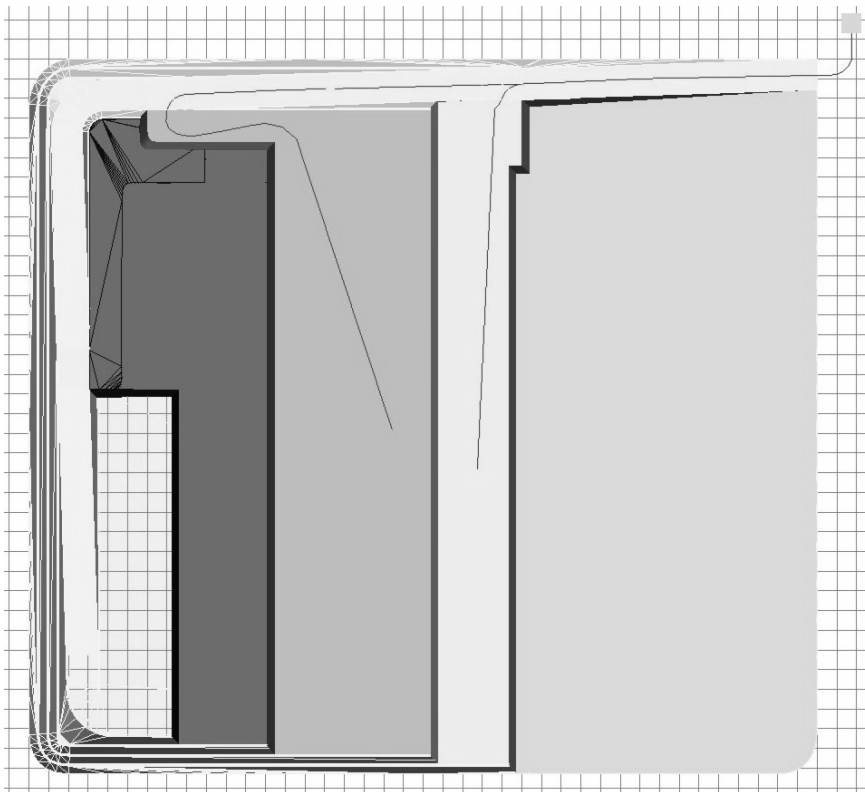
Abbaustand BuS-9 Jahr 5



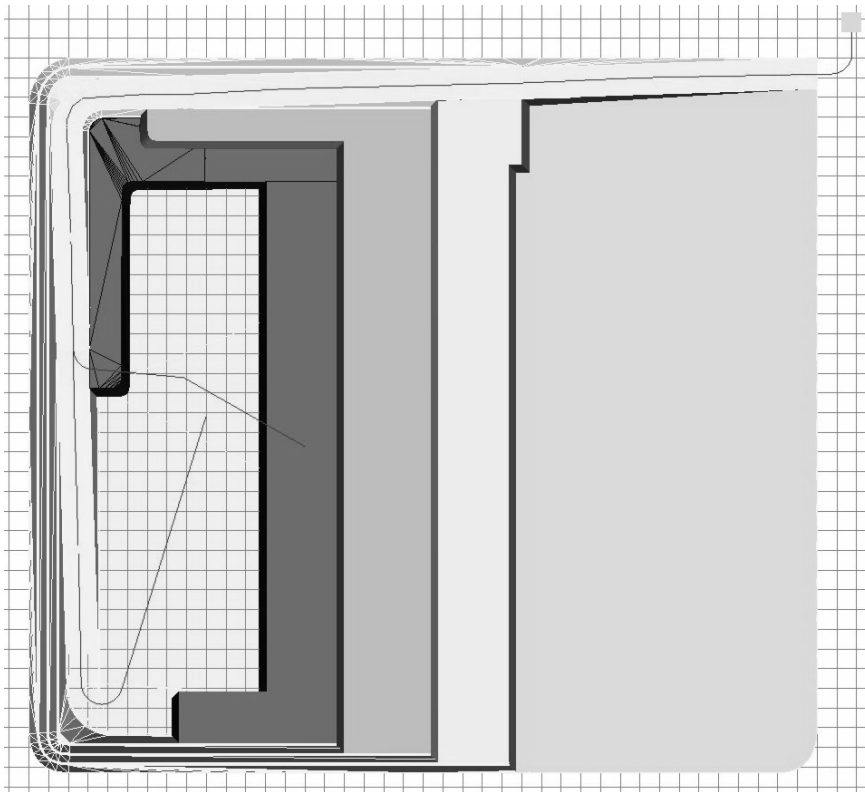
Abbaustand BuS-9 Jahr 6



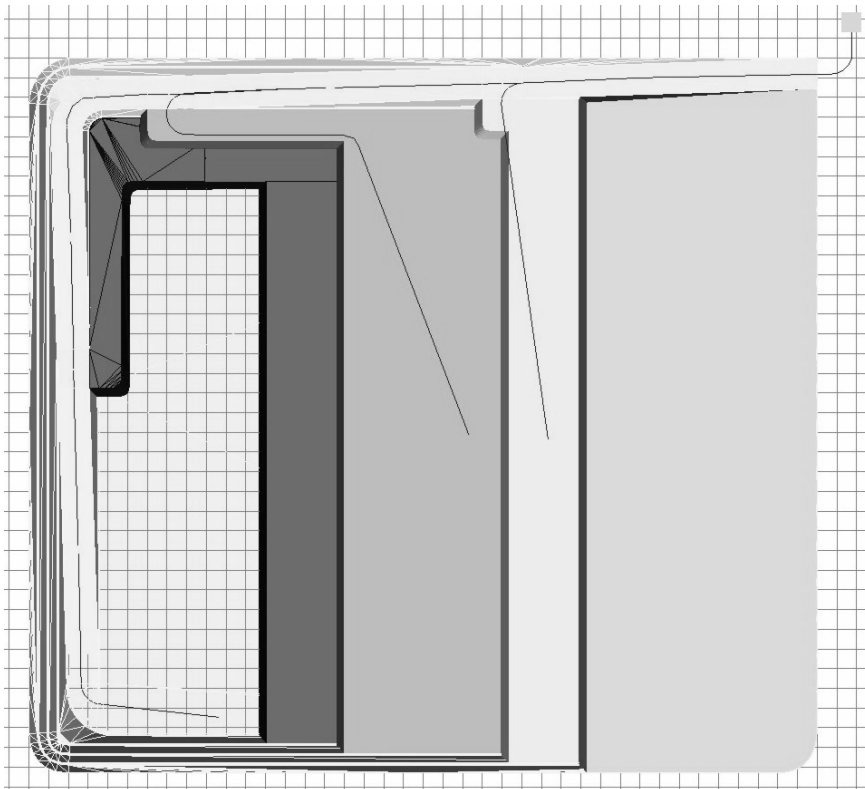
Abbaustand BuS-9 Jahr 7



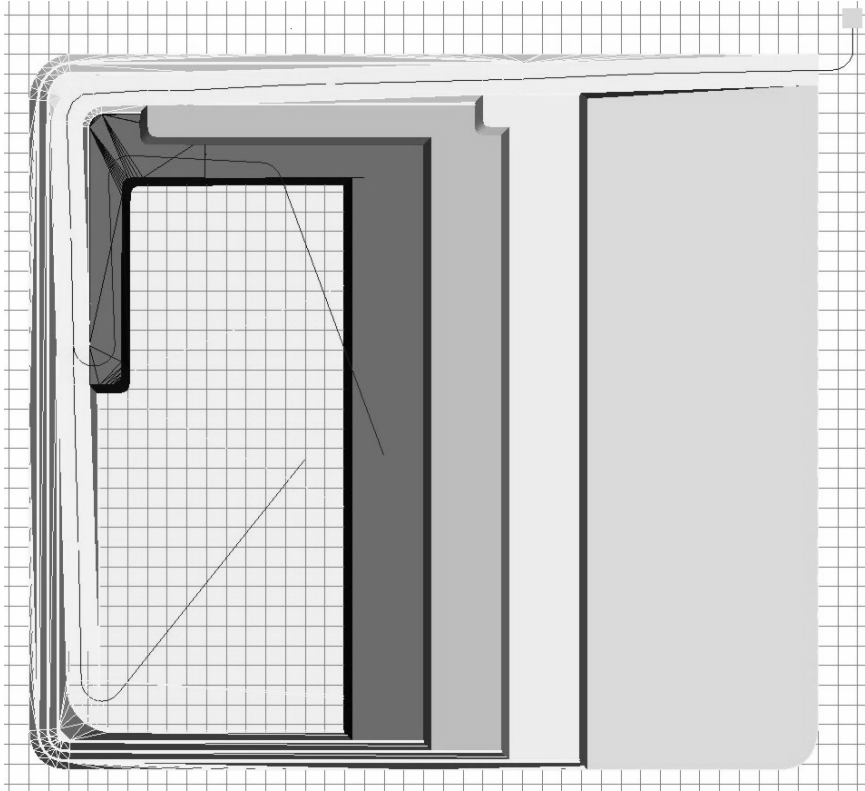
Abbaustand BuS-9 Jahr 8



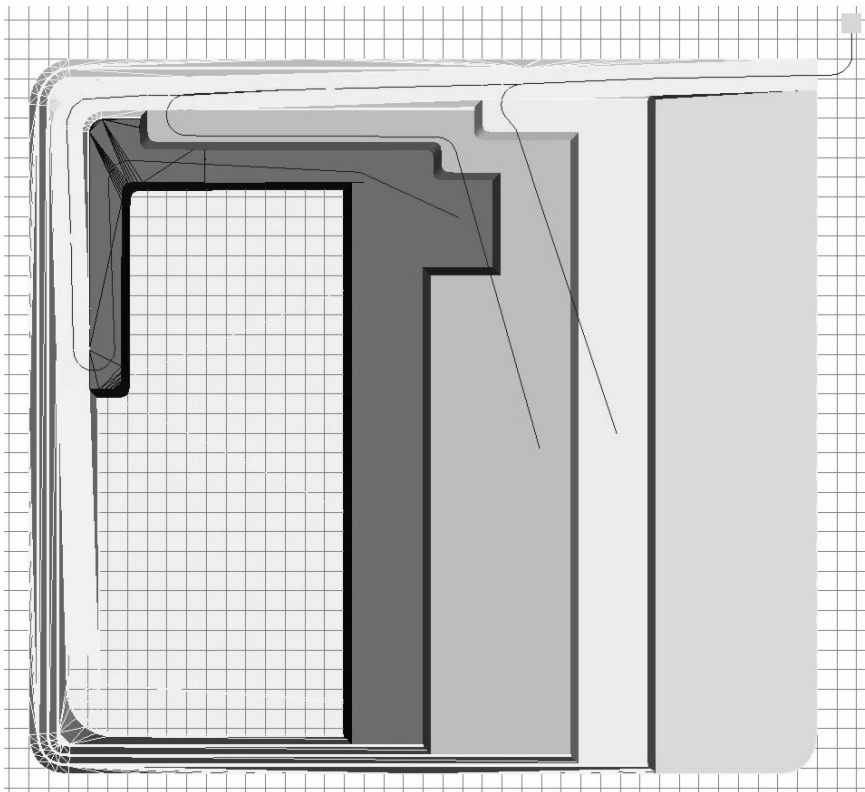
Abbaustand BuS-9 Jahr 9



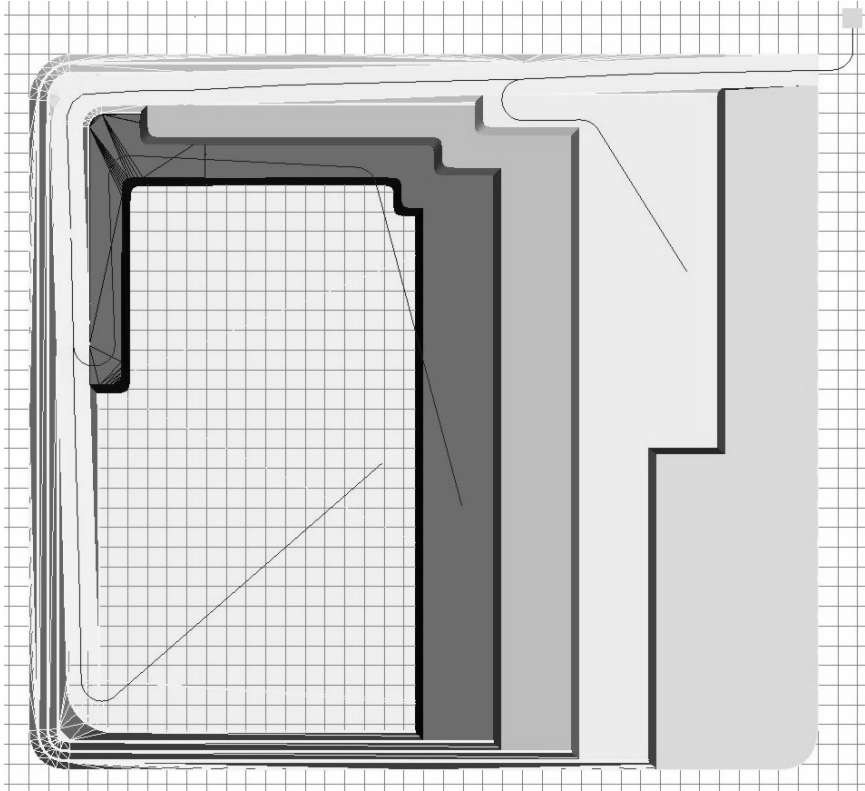
Abbaustand BuS-9 Jahr 10



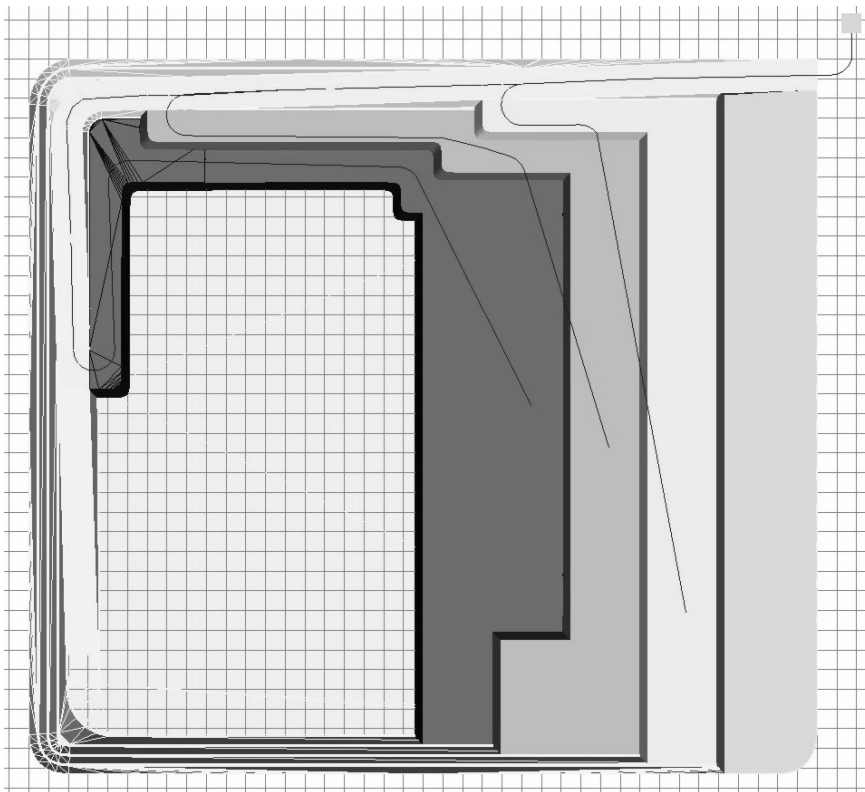
Abbaustand BuS-9 Jahr 11



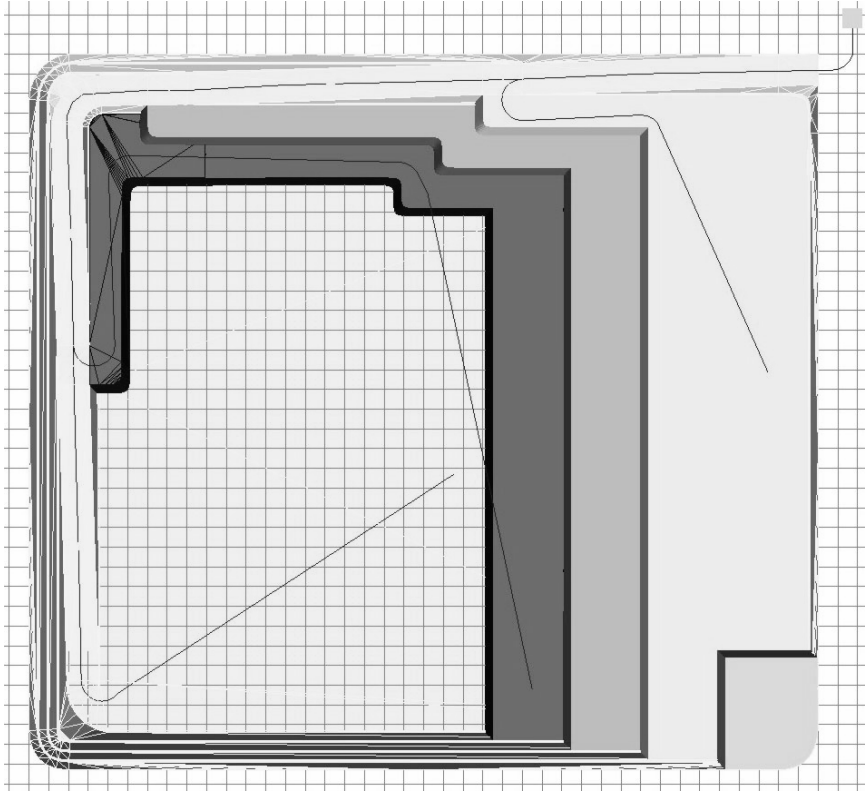
Abbaustand BuS-9 Jahr 12



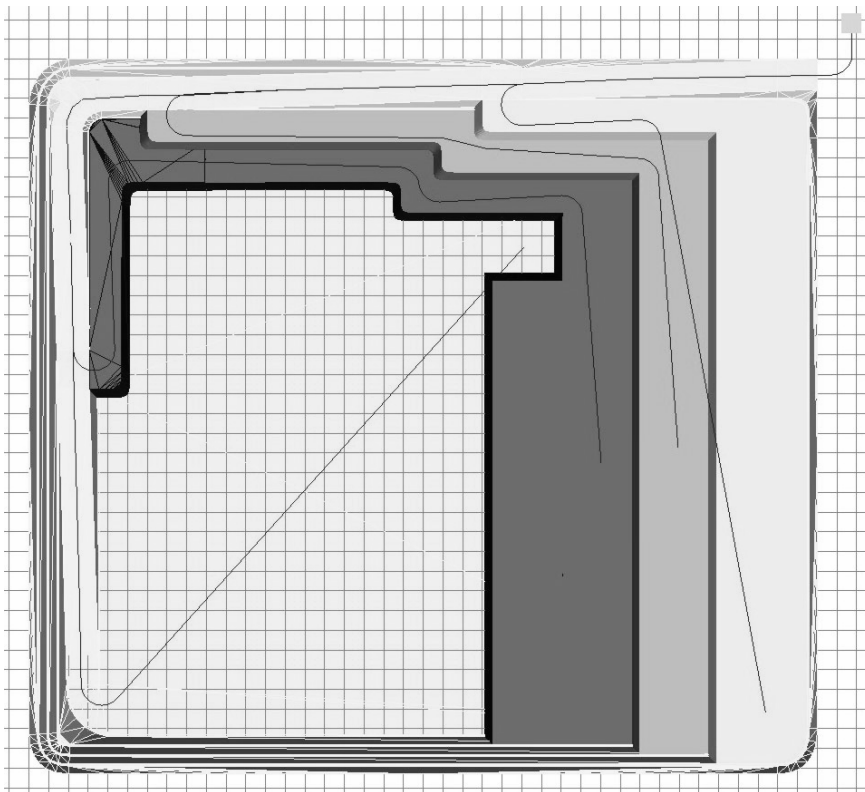
Abbaustand BuS-9 Jahr 13



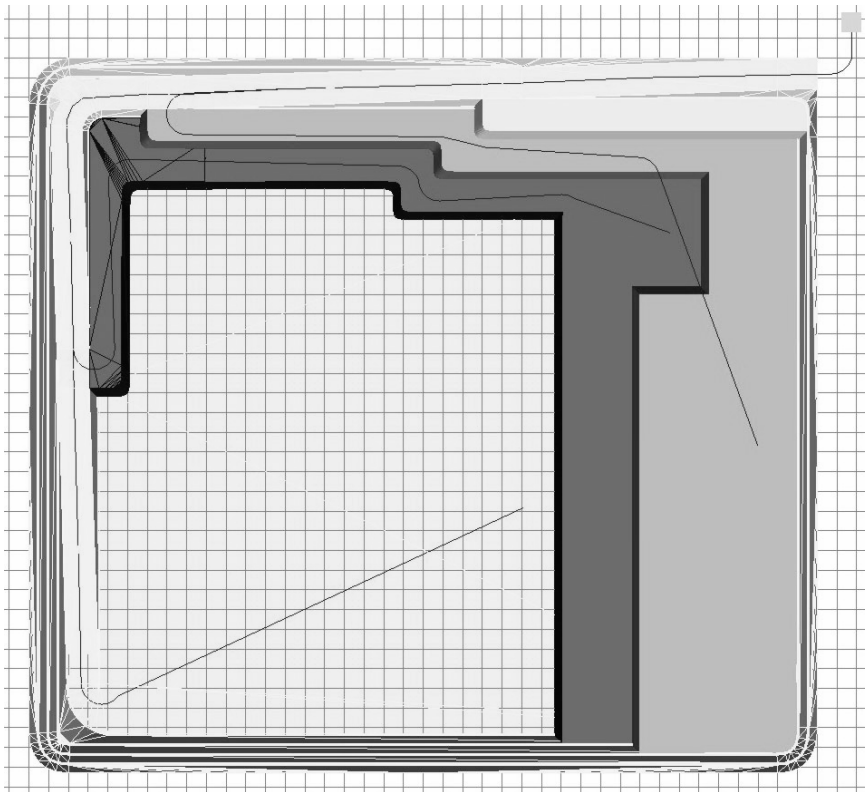
Abbaustand BuS-9 Jahr 14



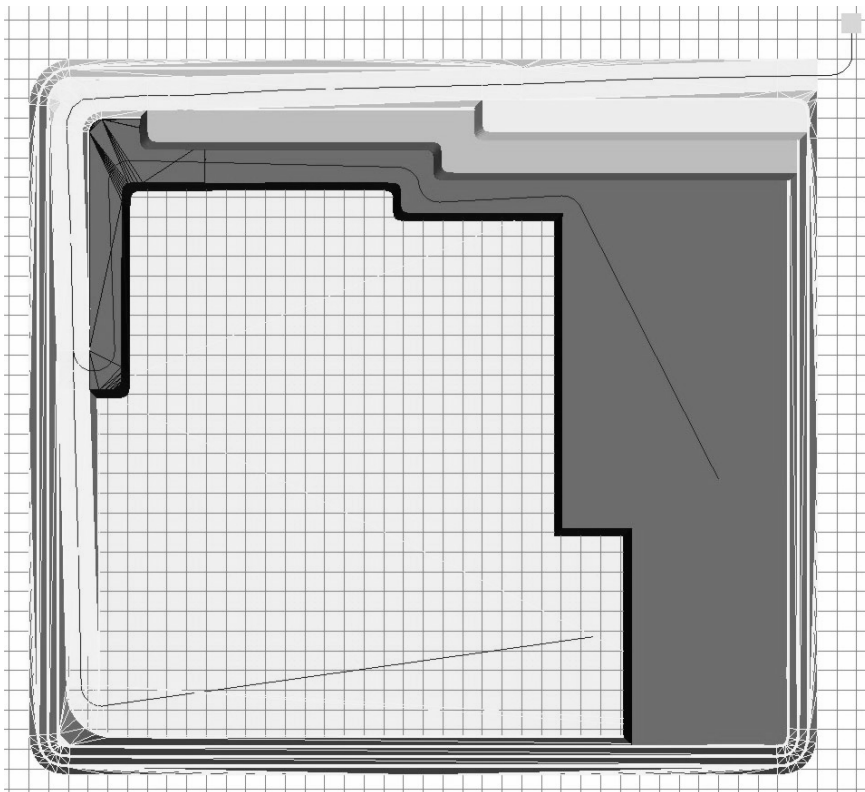
Abbaustand BuS-9 Jahr 15



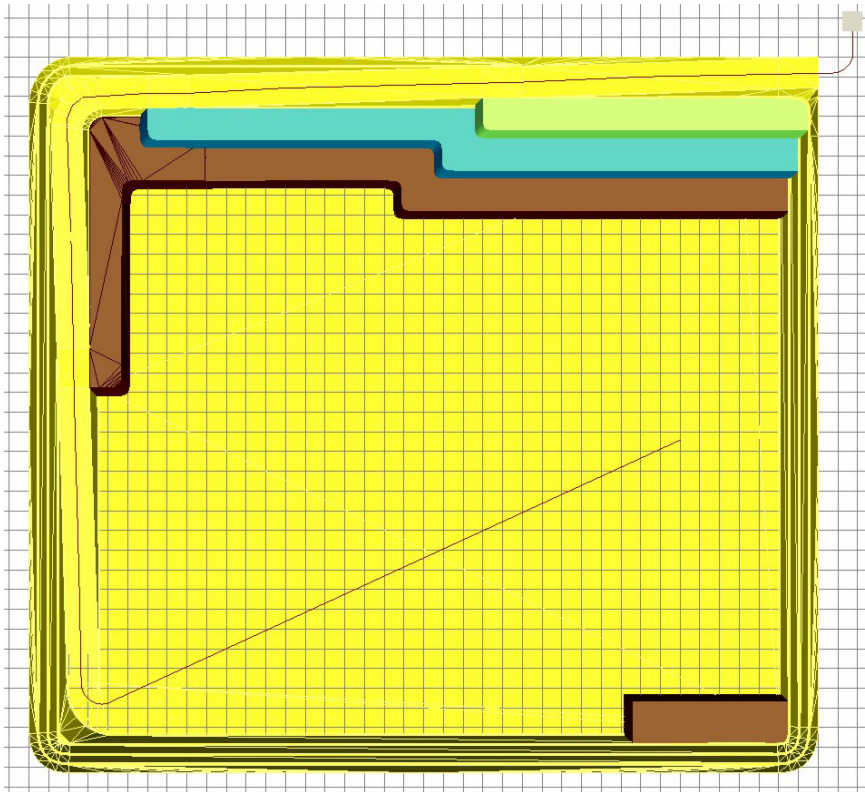
Abbaustand BuS-9 Jahr 16



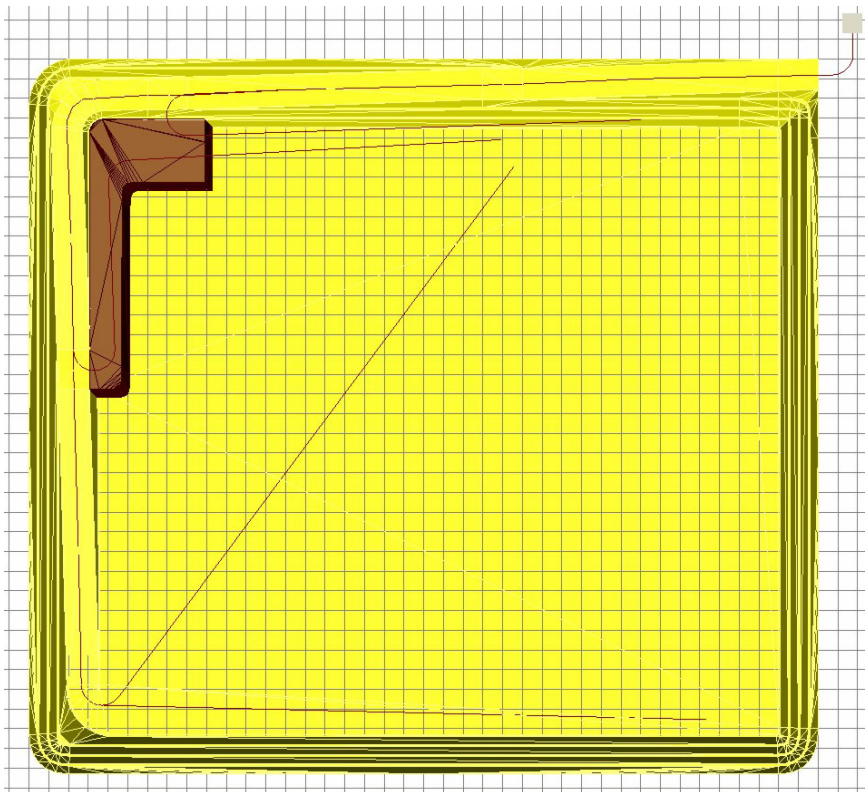
Abbaustand BuS-9 Jahr 17



Abbaustand BuS-9 Jahr 18



Abbaustand BuS-9 Jahr 19



Abbaustand BuS-9 Jahr 20

Anlage 7 Lade- und Transportleistungen im Modell BuS -3

Anlage 7.1 SKW 796 und Radlader 980

Ladeneinheit	LadegerätName	FahrzeugName	FahrsreckelName	Selbstbeladung	AT	SKW/Bedarzeit	Transportzeit	Rückfahrzeit	Wagenwechselzeit	Umlaufzeit	eff.UmlaufproStunde	eff.Fördermasse
						[min]	[min]	[min]	[min]	[min]	[h]	[t/h]
1	CA1980	CA1769	S00.00	ja	5	5.1	1.11	0.29	0.3	8.00	5.60	212.94
1	CA1980	CA1769	S01.00	ja	5	5.1	2.00	0.55	0.3	9.14	4.90	186.25
2	CA1980	CA1769	S02.00	ja	5	5.1	2.21	0.67	0.3	9.49	4.72	179.50
3	CA1980	CA1769	S03.10	ja	5	5.1	2.38	0.77	0.3	9.74	4.60	174.80
3	CA1980	CA1769	S03.20	ja	5	5.1	2.80	0.70	0.3	10.10	4.44	168.71
3	CA1980	CA1769	S03.30	ja	5	5.1	3.66	0.93	0.3	11.19	4.01	152.21
4	CA1980	CA1769	S04.10	ja	5	5.1	3.81	1.01	0.3	11.42	3.93	149.16
4	CA1980	CA1769	S04.20	ja	5	5.1	2.52	0.85	0.3	9.97	4.50	170.91
5	CA1980	CA1769	S05.10	ja	5	5.1	2.64	0.92	0.3	10.15	4.41	167.77
5	CA1980	CA1769	S05.20	ja	5	5.1	3.80	1.01	0.3	11.41	3.93	149.29
6	CA1980	CA1769	S06.10	ja	5	5.1	3.99	1.11	0.3	11.70	3.83	145.54
6	CA1980	CA1769	S06.20	ja	5	5.1	2.27	0.71	0.3	9.58	4.68	177.75
7	CA1980	CA1769	S07.10	ja	5	5.1	3.90	1.07	0.3	11.57	3.87	147.22
7	CA1980	CA1769	S07.20	ja	5	5.1	2.30	0.72	0.3	9.63	4.66	176.91
8	CA1980	CA1769	S08.10	ja	5	5.1	3.99	1.12	0.3	11.71	3.83	145.44
8	CA1980	CA1769	S08.20	ja	5	5.1	2.38	0.77	0.3	9.75	4.60	174.66
9	CA1980	CA1769	S09.10	ja	5	5.1	4.08	1.17	0.3	11.84	3.78	143.83
9	CA1980	CA1769	S09.20	ja	5	5.1	4.64	1.12	0.3	12.36	3.63	137.84
9	CA1980	CA1769	S09.30	ja	5	5.1	5.55	1.36	0.3	13.51	3.32	126.08
10	CA1980	CA1769	S10.00	ja	5	5.1	5.76	1.48	0.3	13.84	3.24	123.09
11	CA1980	CA1769	S11.10	ja	5	5.1	6.01	1.62	0.3	14.23	3.15	119.65
11	CA1980	CA1769	S11.20	ja	5	5.1	2.48	0.83	0.3	9.91	4.52	171.86
12	CA1980	CA1769	S12.10	ja	5	5.1	4.62	1.48	0.3	12.70	3.53	134.15
12	CA1980	CA1769	S12.20	ja	5	5.1	5.74	1.47	0.3	13.80	3.25	123.38
13	CA1980	CA1769	S13.10	ja	5	5.1	5.77	1.48	0.3	13.85	3.24	122.97
13	CA1980	CA1769	S13.20	ja	5	5.1	6.89	1.64	0.3	15.13	2.96	112.57
13	CA1980	CA1769	S13.30	ja	5	5.1	7.95	1.96	0.3	16.51	2.71	103.16
14	CA1980	CA1769	S14.10	ja	5	5.1	8.13	2.06	0.3	16.79	2.67	101.45
14	CA1980	CA1769	S14.20	ja	5	5.1	2.59	0.89	0.3	10.08	4.45	169.01
14	CA1980	CA1769	S14.30	ja	5	5.1	4.73	1.54	0.3	12.88	3.48	132.27
15	CA1980	CA1769	S15.10	ja	5	5.1	5.80	1.50	0.3	13.90	3.23	122.56
15	CA1980	CA1769	S15.20	ja	5	5.1	7.99	1.98	0.3	16.58	2.70	102.75
15	CA1980	CA1769	S15.30	ja	5	5.1	4.79	1.58	0.3	12.97	3.46	131.32
16	CA1980	CA1769	S16.10	ja	5	5.1	5.90	1.56	0.3	14.05	3.19	121.18
16	CA1980	CA1769	S16.20	ja	5	5.1	8.05	2.01	0.3	16.66	2.69	102.25
16	CA1980	CA1769	S16.30	ja	5	5.1	4.87	1.63	0.3	13.10	3.42	130.01
17	CA1980	CA1769	S17.10	ja	5	5.1	4.88	1.63	0.3	13.12	3.42	129.84
17	CA1980	CA1769	S17.20	ja	5	5.1	6.01	1.62	0.3	14.24	3.15	119.64
18	CA1980	CA1769	S18.10	ja	5	5.1	6.09	1.67	0.3	14.35	3.12	118.65
18	CA1980	CA1769	S18.20	ja	5	5.1	8.18	2.09	0.3	16.87	2.66	100.95
19	CA1980	CA1769	S19.10	ja	5	5.1	8.33	2.17	0.3	17.10	2.62	99.57
19	CA1980	CA1769	S19.20	ja	5	5.1	4.43	1.37	0.3	12.39	3.62	137.42
19	CA1980	CA1769	S19.30	ja	5	5.1	8.22	2.11	0.3	16.93	2.65	100.59
20	CA1980	CA1769	S20.00	ja	5	5.1	7.85	1.90	0.3	16.34	2.74	104.22

Anlage 7.2 SKW 225 (alternativ) und Radlader 980

Jahresvolumen	Ladegerätname	Fahrzeugname/alternativ	Faisnreihenname	Selbstbeladung	AT Alter	SKW/Beleuchtungs	Transportzeit/Alter	Rückfahrzeit/Alter	Umlaufzeit/Alter	Umlaufe/ProStunde/Alter	effizienzfaktor	effizienzfaktor
							[min]	[min]	[min]	[h]	[h]	[h]
1	CA1980	HD225-5	S00.00	ja	4	4	4,4	1,11	0,32	7,33	6,11	173,06
1	CA1980	HD225-5	S01.00	ja	4	4	4,4	2,00	0,62	8,52	5,26	149,02
2	CA1980	HD225-5	S02.00	ja	4	4	4,4	2,21	0,77	8,88	5,04	142,87
3	CA1980	HD225-5	S03.10	ja	4	4	4,4	2,38	0,88	9,16	4,89	138,62
3	CA1980	HD225-5	S03.20	ja	4	4	4,4	2,80	0,79	9,48	4,73	133,86
3	CA1980	HD225-5	S03.30	ja	4	4	4,4	3,66	1,04	10,61	4,23	119,67
4	CA1980	HD225-5	S04.10	ja	4	4	4,4	3,81	1,14	10,85	4,13	116,98
4	CA1980	HD225-5	S04.20	ja	4	4	4,4	2,52	0,98	9,39	4,77	135,13
5	CA1980	HD225-5	S05.10	ja	4	4	4,4	2,64	1,06	9,59	4,67	132,33
5	CA1980	HD225-5	S05.20	ja	4	4	4,4	3,80	1,14	10,84	4,13	117,10
6	CA1980	HD225-5	S06.10	ja	4	4	4,4	3,99	1,27	11,15	4,02	113,81
6	CA1980	HD225-5	S06.20	ja	4	4	4,4	2,27	0,81	8,98	4,99	141,29
7	CA1980	HD225-5	S07.10	ja	4	4	4,4	3,90	1,21	11,01	4,07	115,28
7	CA1980	HD225-5	S07.20	ja	4	4	4,4	2,30	0,83	9,03	4,96	140,52
8	CA1980	HD225-5	S08.10	ja	4	4	4,4	3,99	1,27	11,16	4,02	113,72
8	CA1980	HD225-5	S08.20	ja	4	4	4,4	2,38	0,88	9,17	4,89	138,49
9	CA1980	HD225-5	S09.10	ja	4	4	4,4	4,08	1,33	11,30	3,97	112,31
9	CA1980	HD225-5	S09.20	ja	4	4	4,4	4,64	1,25	11,79	3,80	107,65
9	CA1980	HD225-5	S09.30	ja	4	4	4,4	5,55	1,52	12,97	3,45	97,83
10	CA1980	HD225-5	S10.00	ja	4	4	4,4	5,76	1,67	13,32	3,36	95,26
11	CA1980	HD225-5	S11.10	ja	4	4	4,4	6,01	1,84	13,75	3,26	92,32
11	CA1980	HD225-5	S11.20	ja	4	4	4,4	2,48	0,95	9,33	4,80	135,98
12	CA1980	HD225-5	S12.10	ja	4	4	4,4	4,62	1,70	12,21	3,67	103,93
12	CA1980	HD225-5	S12.20	ja	4	4	4,4	5,74	1,65	13,29	3,37	95,51
13	CA1980	HD225-5	S13.10	ja	4	4	4,4	5,77	1,67	13,34	3,36	95,16
13	CA1980	HD225-5	S13.20	ja	4	4	4,4	6,89	1,84	14,63	3,06	86,78
13	CA1980	HD225-5	S13.30	ja	4	4	4,4	7,95	2,20	16,05	2,79	79,08
14	CA1980	HD225-5	S14.10	ja	4	4	4,4	8,13	2,32	16,35	2,74	77,64
14	CA1980	HD225-5	S14.20	ja	4	4	4,4	2,59	1,02	9,51	4,71	133,44
14	CA1980	HD225-5	S14.30	ja	4	4	4,4	4,73	1,77	12,41	3,61	102,32
15	CA1980	HD225-5	S15.10	ja	4	4	4,4	5,80	1,69	13,39	3,35	94,80
15	CA1980	HD225-5	S15.20	ja	4	4	4,4	7,99	2,23	16,12	2,78	78,74
15	CA1980	HD225-5	S15.30	ja	4	4	4,4	4,79	1,81	12,50	3,58	101,51
16	CA1980	HD225-5	S16.10	ja	4	4	4,4	5,90	1,76	13,56	3,31	93,63
16	CA1980	HD225-5	S16.20	ja	4	4	4,4	8,05	2,26	16,21	2,77	78,32
16	CA1980	HD225-5	S16.30	ja	4	4	4,4	4,87	1,87	12,64	3,54	100,39
17	CA1980	HD225-5	S17.10	ja	4	4	4,4	4,88	1,88	12,66	3,54	100,25
17	CA1980	HD225-5	S17.20	ja	4	4	4,4	6,01	1,84	13,75	3,26	92,31
18	CA1980	HD225-5	S18.10	ja	4	4	4,4	6,09	1,89	13,88	3,23	91,47
18	CA1980	HD225-5	S18.20	ja	4	4	4,4	8,18	2,35	16,44	2,73	77,23
19	CA1980	HD225-5	S19.10	ja	4	4	4,4	8,33	2,46	16,68	2,69	76,07
19	CA1980	HD225-5	S19.20	ja	4	4	4,4	4,43	1,56	11,89	3,77	106,74
19	CA1980	HD225-5	S19.30	ja	4	4	4,4	8,22	2,38	16,50	2,72	76,92
20	CA1980	HD225-5	S20.00	ja	4	4	4,4	7,83	2,13	15,87	2,82	79,97

Anlage 7.3 Transportleistung der SKW im Modell BuS-3

Jahre/Volumen	FahrzeugName	LadegerätName	effFördermasse, JahrSKW1	AnzahlSKW1	FahrzeugName, alternativ	effFördermasse, JahrAlt	Maximale eff. Fördermasse	Maximale eff. Fördermasse	MassesKW1	MassesKW1	MassesKW1	MassesKW1
			[t]			[t]	[t]	[t]	[t]	[t]	[t]	[t]
1	CAT769	CAT190	160,30		1HD25-5	152,62			298.900,38			0,00
2	CAT769	CAT190	178,50		1HD25-5	142,87			300.641,98			0,00
3	CAT769	CAT190	165,20		2HD25-5	130,60	296,80	296,80	290.194,82			17.885,72
4	CAT769	CAT190	161,25		2HD25-5	127,04	288,29	288,29	273.492,66			26.798,13
5	CAT769	CAT190	156,04		2HD25-5	122,64	278,65	278,65	264.639,37			36.649,89
6	CAT769	CAT190	164,68		2HD25-5	130,03	294,71	294,71	279.298,90			20.766,07
7	CAT769	CAT190	157,78		2HD25-5	124,18	281,96	281,96	267.597,95			33.987,71
8	CAT769	CAT190	162,96		2HD25-5	128,49	297,46	297,46	276.395,52			22.596,20
9	CAT769	CAT190	136,00		2HD25-5	107,58	246,58	246,58	234.049,70			65.201,77
10	CAT769	CAT190	123,09		2HD25-5	95,26	216,38	216,38	208.768,21			92.934,90
11	CAT769	CAT190	153,23		2HD25-5	120,15	273,38	273,38	258.878,99			39.544,69
12	CAT769	CAT190	130,04		2HD25-5	100,72	230,76	230,76	220.548,74			76.096,03
13	CAT769	CAT190	109,02		2HD25-5	83,83	192,85	192,85	184.893,76			110.044,26
14	CAT769	CAT190	142,92		2HD25-5	111,34	264,26	264,26	242.392,98			65.647,76
15	CAT769	CAT190	122,01		2HD25-5	94,13	216,14	216,14	206.936,94			95.310,03
16	CAT769	CAT190	114,61		2HD25-5	88,22	202,84	202,84	194.386,71			104.110,94
17	CAT769	CAT190	120,91		2HD25-5	93,30	214,21	214,21	205.086,54			94.148,81
18	CAT769	CAT190	101,43		2HD25-5	77,61	179,05	179,05	172.032,95			127.809,61
19	CAT769	CAT190	107,67		2HD25-5	82,57	190,29	190,29	182.614,75			116.052,44
20	CAT769	CAT190	104,22		2HD25-5	79,97	184,19	184,19	176.756,04			123.503,16

Anlage 8 Lade- und Transportleistung im Modell BuS-9

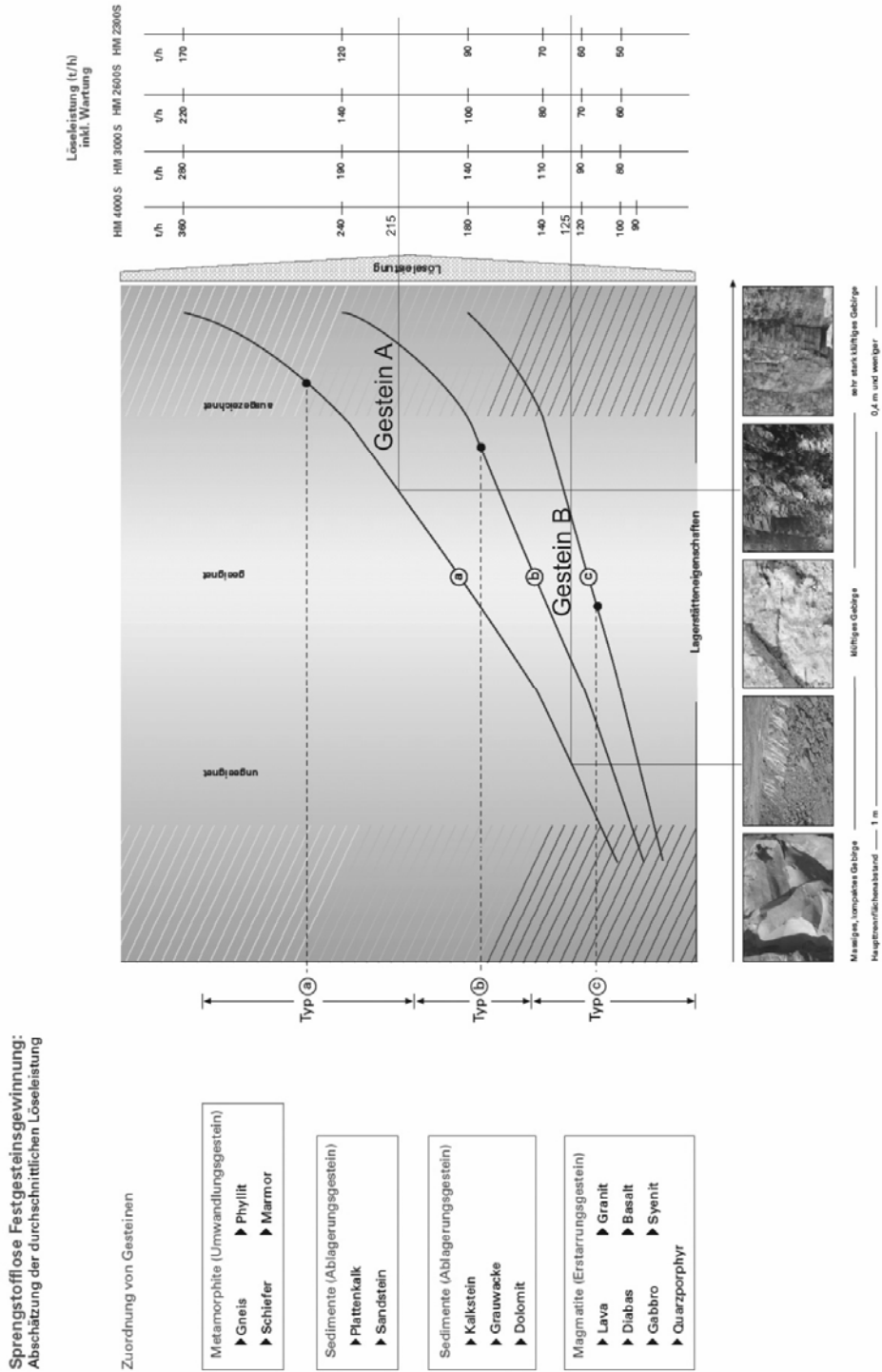
Anlage 8.1 SKW 773 und Radlader 988

Jahre/Volumen	Ladegerätname	Fahrzeugname	Fahrzeckennamen	Selbstbelastung	AT	SKW	Beleuchtungszeit [min]	Transportszeit [min]	Rückfahrzeit [min]	Wagenwechselzeit [min]	Umlaufzeit [min]	erf/UmlaufproStunde	erff/Erdeemasse [t/h]
1	CAT1988	CAT773	S01.10	nein	6	3,6	1,10	0,24	0,3	6,44	6,96	395,08	
1	CAT1988	CAT773	S01.20	nein	6	3,6	2,33	0,65	0,3	8,08	5,55	315,09	
1	CAT1988	CAT773	S01.30	nein	6	3,6	2,95	0,59	0,3	8,64	5,19	294,63	
2	CAT1988	CAT773	S02.10	nein	6	3,6	3,64	0,71	0,3	9,51	4,71	267,74	
2	CAT1988	CAT773	S02.20	nein	6	3,6	2,97	0,98	0,3	9,05	4,95	281,40	
3	CAT1988	CAT773	S03.10	nein	6	3,6	3,40	1,20	0,3	9,70	4,62	262,36	
3	CAT1988	CAT773	S03.20	nein	6	3,6	4,10	1,00	0,3	10,20	4,39	249,56	
4	CAT1988	CAT773	S04.10	nein	6	3,6	2,76	0,87	0,3	8,73	5,13	291,48	
4	CAT1988	CAT773	S04.20	nein	6	3,6	4,55	1,24	0,3	10,89	4,12	233,81	
4	CAT1988	CAT773	S04.30	nein	6	3,6	4,74	0,94	0,3	10,78	4,16	236,15	
5	CAT1988	CAT773	S05.10	nein	6	3,6	3,88	0,89	0,3	9,87	4,54	257,84	
5	CAT1988	CAT773	S05.20	nein	6	3,6	5,38	1,19	0,3	11,87	3,78	214,53	
5	CAT1988	CAT773	S05.30	nein	6	3,6	6,51	1,28	0,3	12,89	3,48	197,44	
6	CAT1988	CAT773	S06.10	nein	6	3,6	2,61	0,79	0,3	8,50	5,27	299,36	
6	CAT1988	CAT773	S06.20	nein	6	3,6	4,11	1,01	0,3	10,22	4,39	249,14	
7	CAT1988	CAT773	S07.10	nein	6	3,6	4,70	1,31	0,3	11,11	4,03	229,11	
7	CAT1988	CAT773	S07.20	nein	6	3,6	5,62	1,20	0,3	11,92	3,76	213,54	
7	CAT1988	CAT773	S07.30	nein	6	3,6	7,38	1,56	0,3	14,04	3,19	181,28	
8	CAT1988	CAT773	S08.10	nein	6	3,6	2,53	0,75	0,3	8,39	5,34	303,59	
8	CAT1988	CAT773	S08.20	nein	6	3,6	4,42	1,17	0,3	10,69	4,19	238,21	
9	CAT1988	CAT773	S09.10	nein	6	3,6	5,81	1,30	0,3	12,21	3,67	208,47	
9	CAT1988	CAT773	S09.20	nein	6	3,6	7,68	1,71	0,3	14,50	3,09	175,60	
10	CAT1988	CAT773	S10.10	nein	6	3,6	2,48	0,72	0,3	8,30	5,40	306,66	
10	CAT1988	CAT773	S10.20	nein	6	3,6	4,54	1,23	0,3	10,87	4,12	234,22	
10	CAT1988	CAT773	S10.30	nein	6	3,6	6,30	1,56	0,3	12,96	3,46	196,49	
10	CAT1988	CAT773	S10.40	nein	6	3,6	7,31	1,52	0,3	13,94	3,22	182,65	
11	CAT1988	CAT773	S11.10	nein	6	3,6	6,68	1,75	0,3	13,53	3,31	188,11	
11	CAT1988	CAT773	S11.20	nein	6	3,6	7,70	1,72	0,3	14,52	3,09	175,39	
12	CAT1988	CAT773	S12.10	nein	6	3,6	2,50	0,73	0,3	8,34	5,38	305,34	
12	CAT1988	CAT773	S12.20	nein	6	3,6	4,73	1,33	0,3	11,15	4,02	228,30	
12	CAT1988	CAT773	S12.30	nein	6	3,6	6,46	1,64	0,3	13,20	3,39	192,82	
13	CAT1988	CAT773	S13.10	nein	6	3,6	2,36	0,66	0,3	8,13	5,51	313,24	
13	CAT1988	CAT773	S13.20	nein	6	3,6	6,94	1,88	0,3	13,92	3,22	182,89	
13	CAT1988	CAT773	S13.30	nein	6	3,6	7,79	1,77	0,3	14,66	3,06	173,62	
14	CAT1988	CAT773	S14.10	nein	6	3,6	2,97	0,98	0,3	9,05	4,95	281,34	
14	CAT1988	CAT773	S14.20	nein	6	3,6	4,83	1,38	0,3	11,30	3,96	225,21	
14	CAT1988	CAT773	S14.30	nein	6	3,6	6,86	1,84	0,3	13,80	3,25	184,44	
15	CAT1988	CAT773	S15.10	nein	6	3,6	7,38	2,11	0,3	14,59	3,07	174,48	
15	CAT1988	CAT773	S15.20	nein	6	3,6	7,89	1,82	0,3	14,81	3,03	171,94	
15	CAT1988	CAT773	S15.30	nein	6	3,6	2,67	0,82	0,3	8,60	5,21	296,07	
16	CAT1988	CAT773	S16.10	nein	6	3,6	3,29	1,14	0,3	9,53	4,70	267,13	
16	CAT1988	CAT773	S16.20	nein	6	3,6	5,05	1,49	0,3	11,65	3,85	218,59	
16	CAT1988	CAT773	S16.30	nein	6	3,6	7,21	2,03	0,3	14,33	3,13	177,61	
16	CAT1988	CAT773	S16.40	nein	6	3,6	8,28	2,02	0,3	15,40	2,91	165,30	
17	CAT1988	CAT773	S17.10	nein	6	3,6	7,98	1,86	0,3	14,94	3,00	170,39	
17	CAT1988	CAT773	S17.20	nein	6	3,6	5,08	1,51	0,3	11,69	3,83	217,75	
17	CAT1988	CAT773	S17.30	nein	6	3,6	6,89	1,86	0,3	13,86	3,23	183,73	
18	CAT1988	CAT773	S18.10	nein	6	3,6	7,30	2,07	0,3	14,47	3,10	175,93	
18	CAT1988	CAT773	S18.20	nein	6	3,6	8,03	1,89	0,3	15,03	2,98	169,40	
19	CAT1988	CAT773	S19.10	nein	6	3,6	8,30	2,03	0,3	15,43	2,90	164,97	
20	CAT1988	CAT773	S20.10	nein	6	3,6	8,24	2,00	0,3	15,34	2,92	165,98	
20	CAT1988	CAT773	S20.20	nein	6	3,6	4,48	1,20	0,3	10,78	4,16	236,26	
20	CAT1988	CAT773	S20.30	nein	6	3,6	6,53	1,67	0,3	13,30	3,37	191,44	
20	CAT1988	CAT773	S20.40	nein	6	3,6	8,39	2,08	0,3	15,56	2,88	163,58	

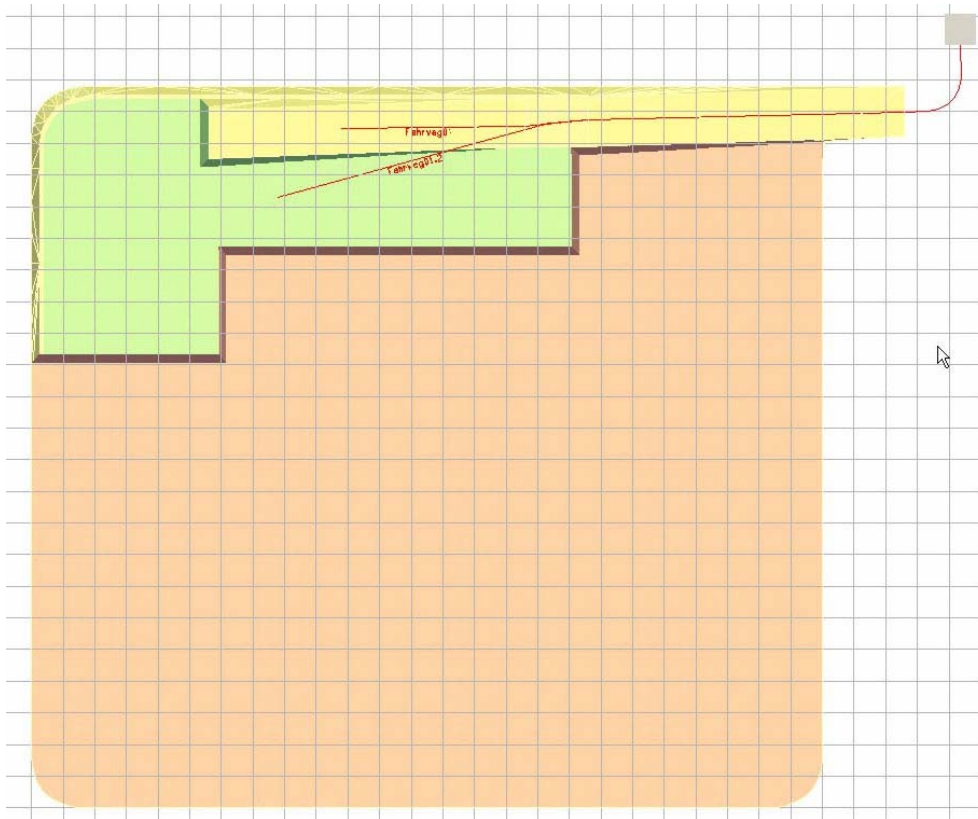
Anlage 8.2 Transportleistung der SKW im Modell BuS-9

Jahre/Volumen	FahrzeugName	LadegerätName	effFördermasseJahrSKW1 [t/h]	AnzahlSKWLa	FahrzeugNamealternativ	effFördermasseJahrAller [t/h]	MaximaleFördermasse [t/h]	MasseSKW1 [t]	MasseSKWAller [t]
1	CA1773	CA1988	317,15	2	CA1773	317,15	634,29	537.881,06	361.348,46
2	CA1773	CA1988	280,13	2	CA1773	280,13	560,25	475.093,56	424.840,18
3	CA1773	CA1988	252,42	3	CA1773	252,42	757,27	856.214,59	43.742,88
4	CA1773	CA1988	261,08	3	CA1773	261,08	783,24	885.556,98	14.718,50
5	CA1773	CA1988	222,16	3	CA1773	222,16	666,48	753.570,29	143.807,06
6	CA1773	CA1988	273,48	2	CA1773	273,48	546,97	463.828,23	436.015,73
7	CA1773	CA1988	205,10	3	CA1773	205,10	615,30	695.695,32	203.659,87
8	CA1773	CA1988	262,62	3	CA1773	262,62	787,86	890.805,18	14.105,94
9	CA1773	CA1988	185,47	3	CA1773	185,47	555,41	639.294,77	257.941,60
10	CA1773	CA1988	259,23	3	CA1773	259,23	777,70	879.319,78	20.408,44
11	CA1773	CA1988	181,73	3	CA1773	181,73	545,20	616.440,95	284.541,30
12	CA1773	CA1988	255,72	3	CA1773	255,72	767,17	867.413,03	32.463,85
13	CA1773	CA1988	210,30	3	CA1773	210,30	630,89	713.331,62	186.469,38
14	CA1773	CA1988	216,92	3	CA1773	216,92	650,75	742.559,76	156.734,38
15	CA1773	CA1988	222,53	3	CA1773	222,53	667,60	754.826,03	145.646,23
16	CA1773	CA1988	200,66	3	CA1773	200,66	602,07	680.737,95	219.039,07
17	CA1773	CA1988	196,53	3	CA1773	196,53	589,59	666.627,50	232.422,08
18	CA1773	CA1988	174,92	4	CA1773	174,92	699,69	890.006,06	9.873,71
19	CA1773	CA1988	164,97	4	CA1773	164,97	659,87	839.346,39	60.615,51
20	CA1773	CA1988	178,23	3	CA1773	178,23	534,70	604.572,38	285.864,97

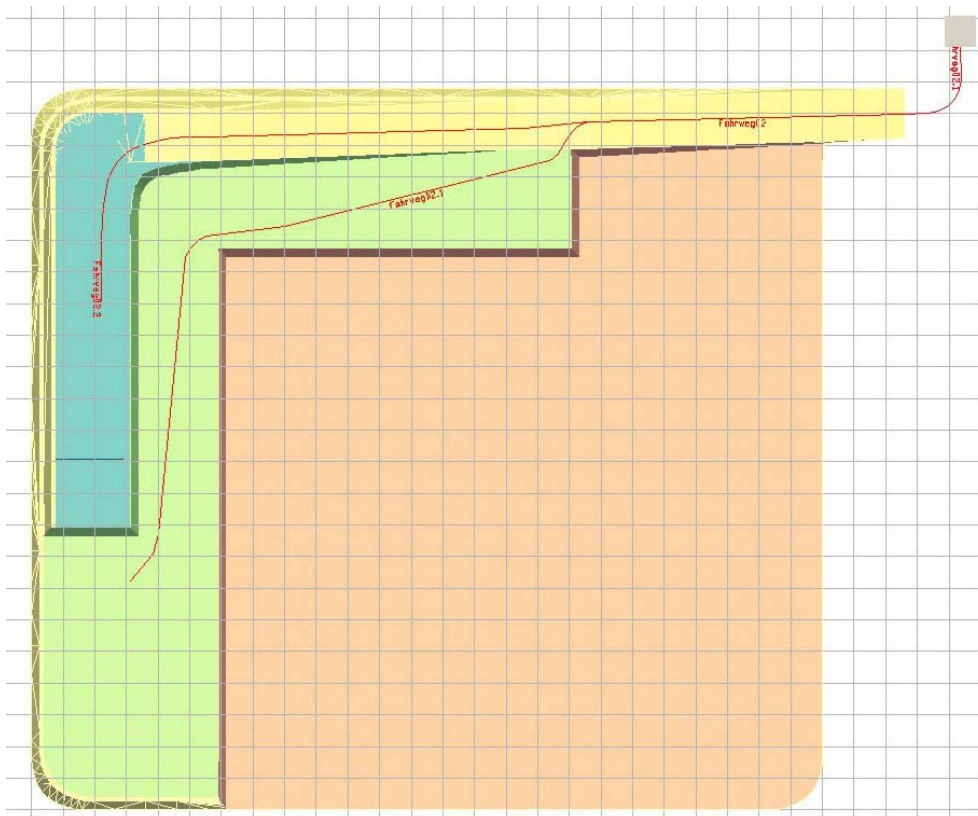
Anlage 9 Abschätzung der Löseleistung für die Hydraulikhämmer



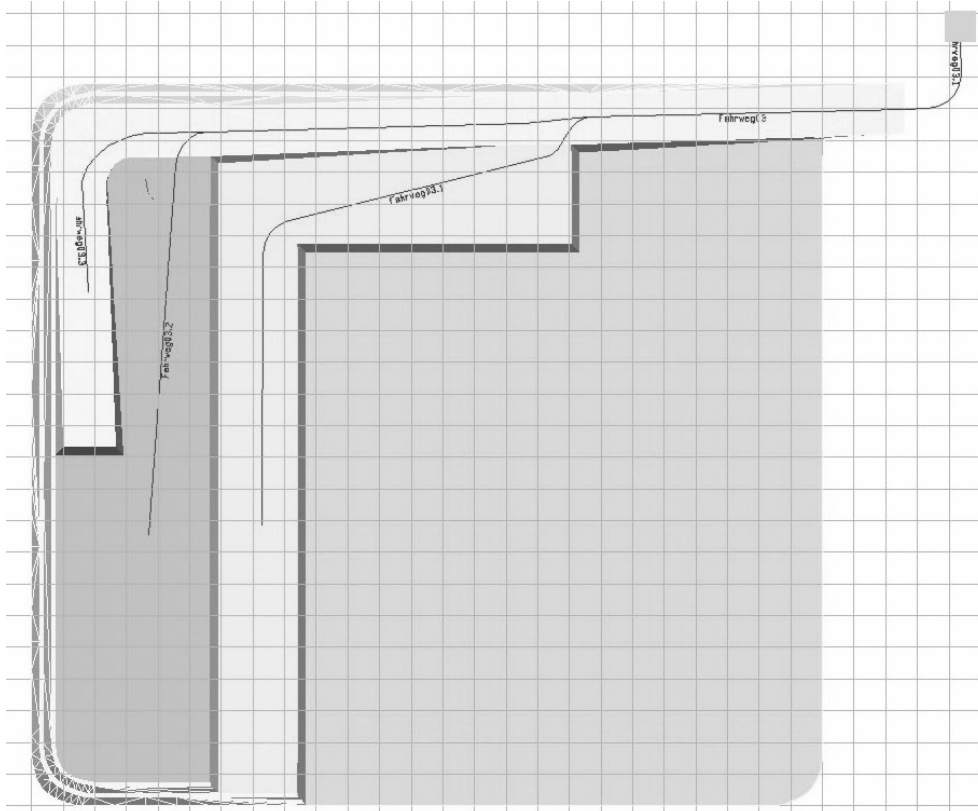
Anlage 10 Jahresbezogene Abbaustände im Modell HYHA-3



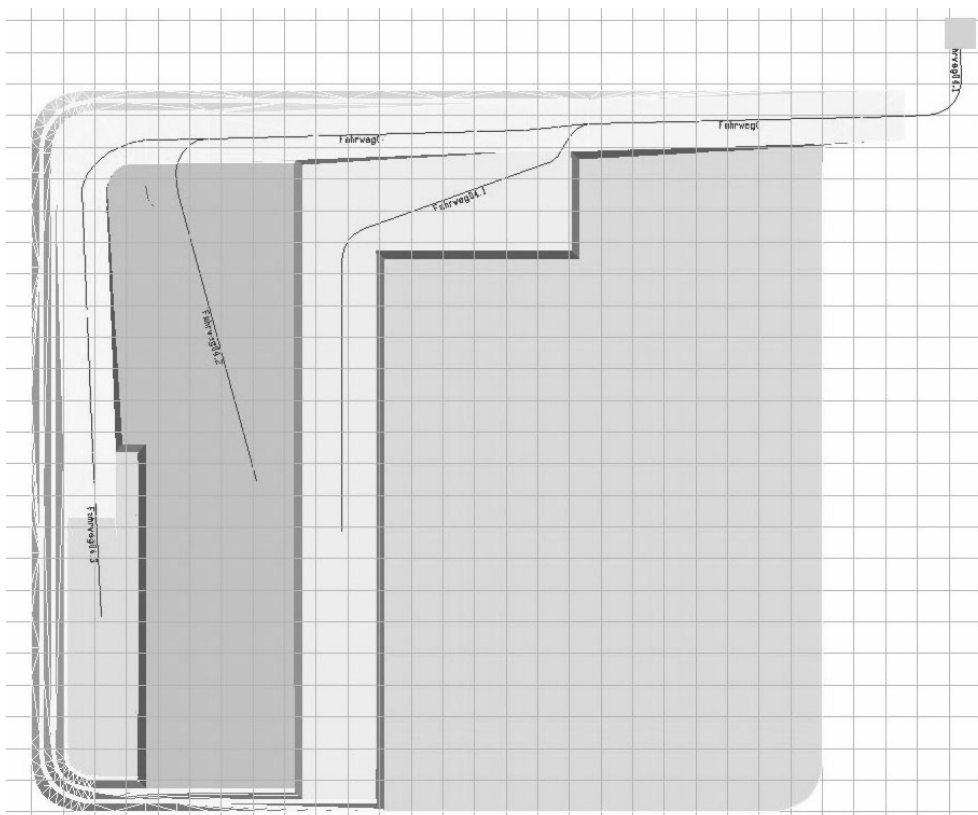
Abbaustand HYHA-3 Jahr 1



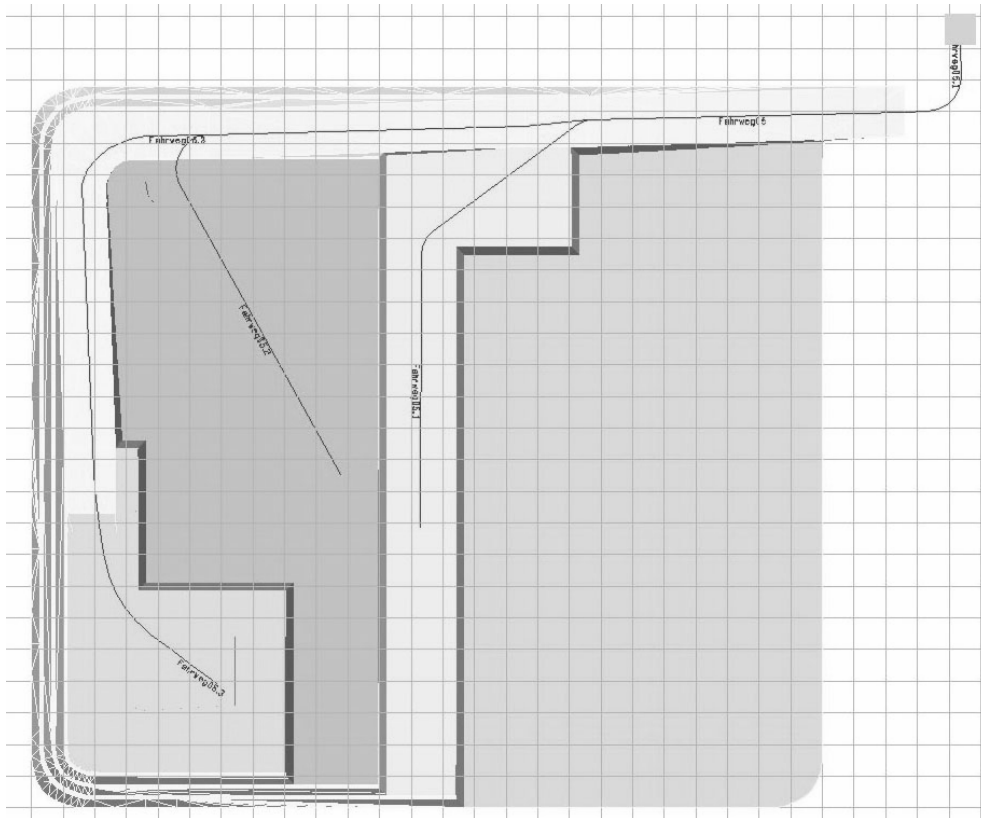
Abbaustand HYHA-3 Jahr 2



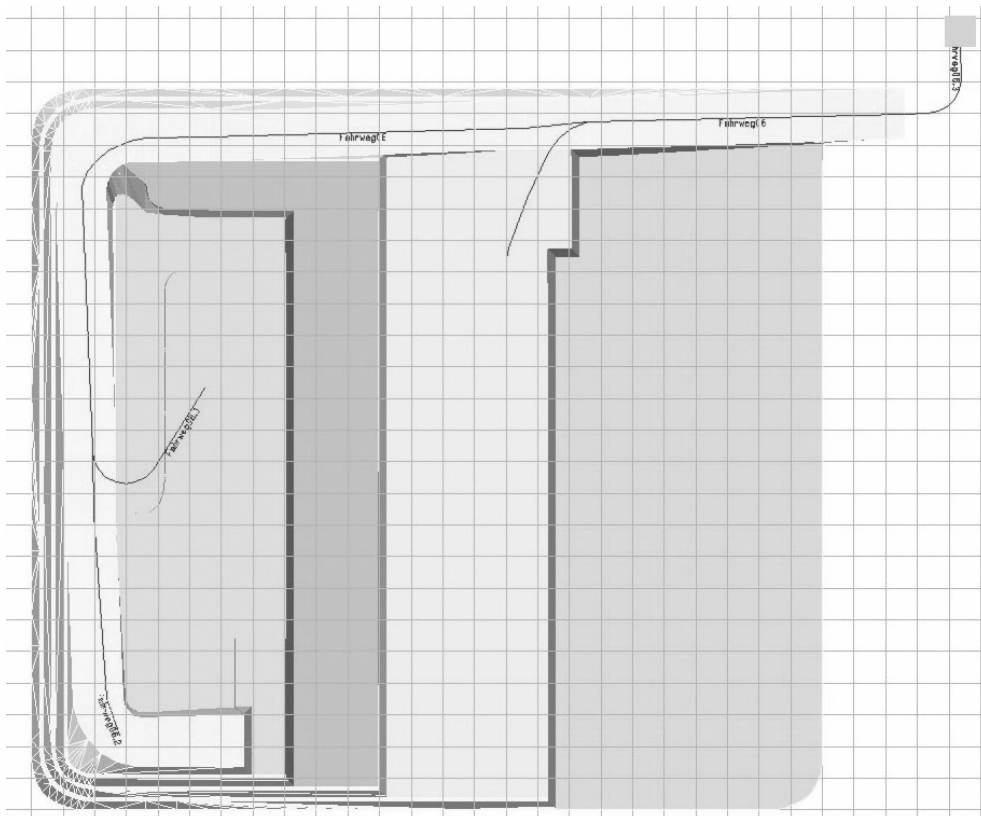
Abbaustand HYHA-3 Jahr 3



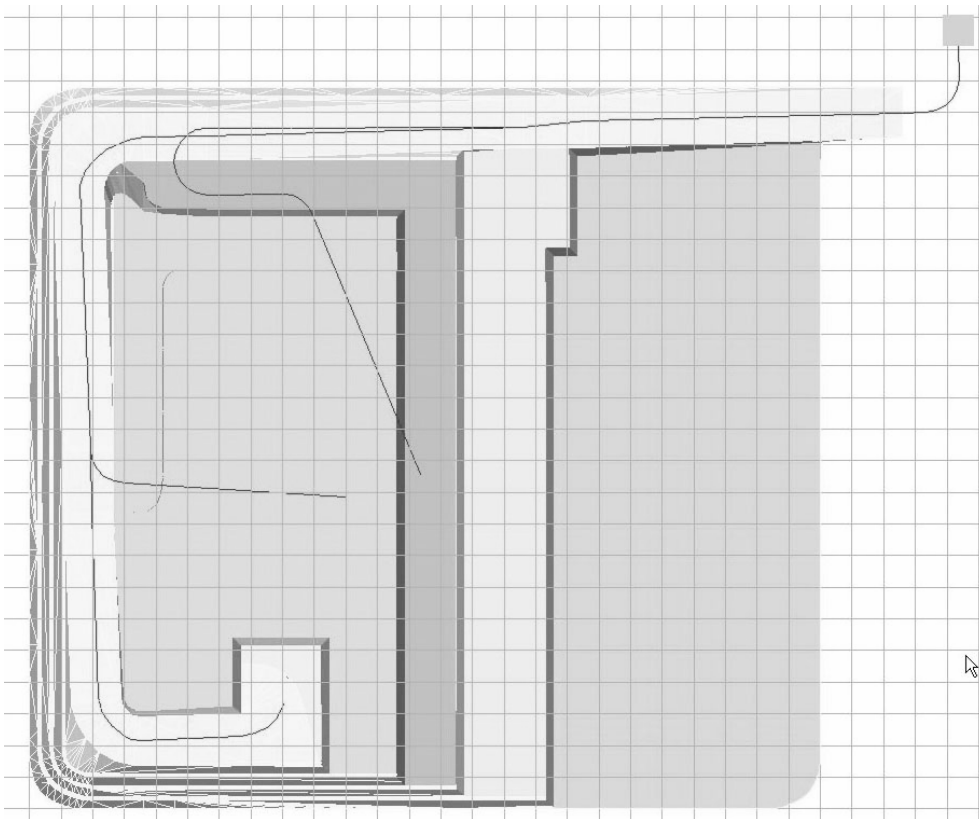
Abbaustand HYHA-3 Jahr 4



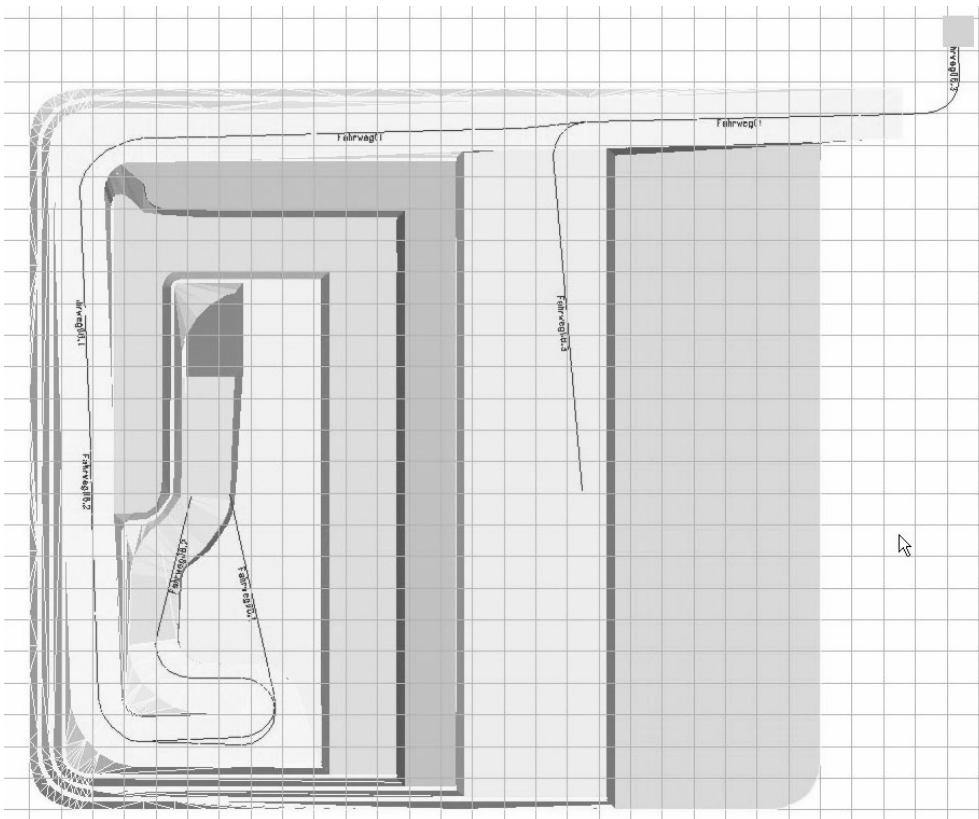
Abbaustand HYHA-3 Jahr 5



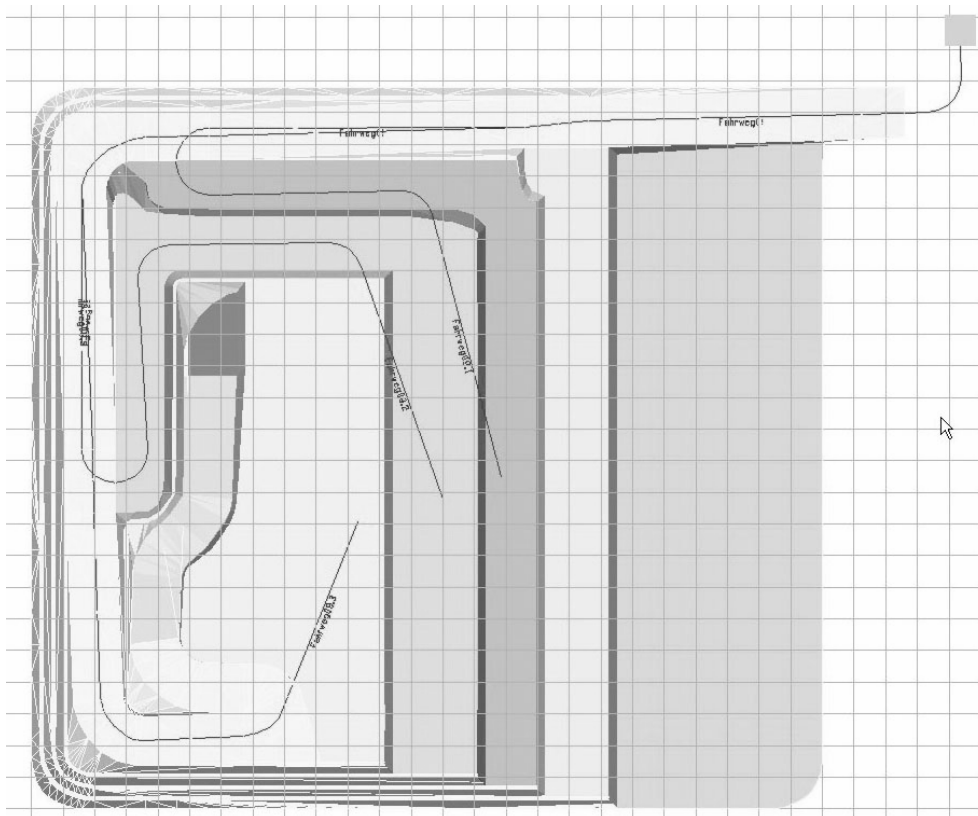
Abbaustand HYHA-3 Jahr 6



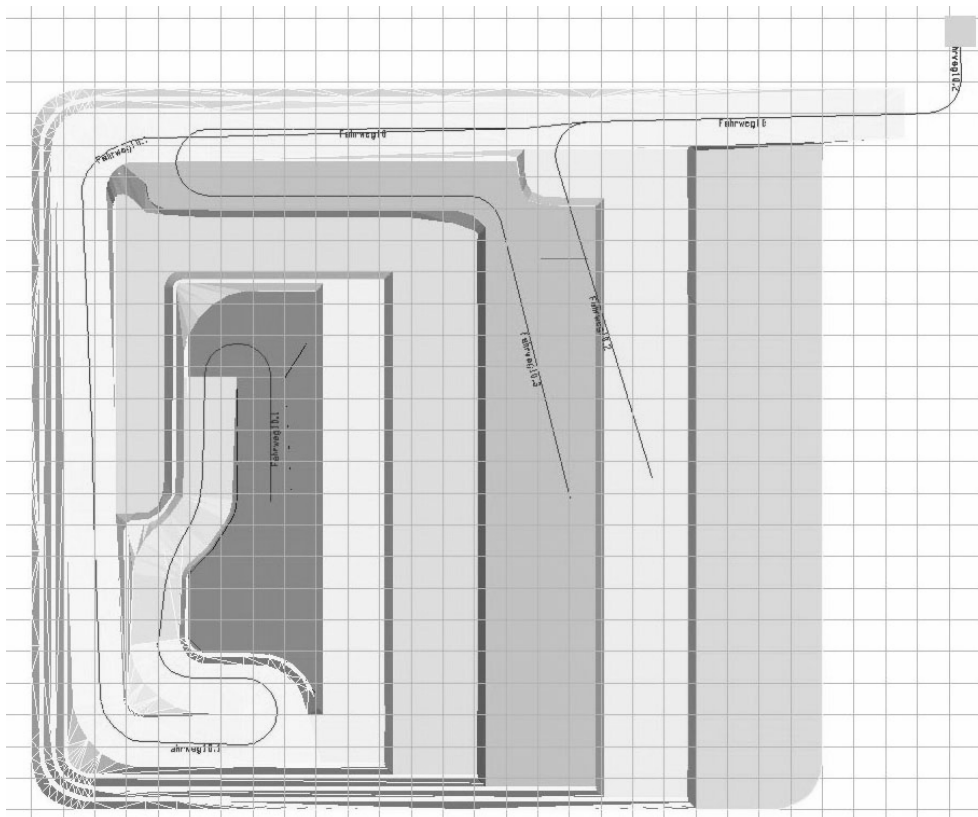
Abbaustand HYHA-3 Jahr 7



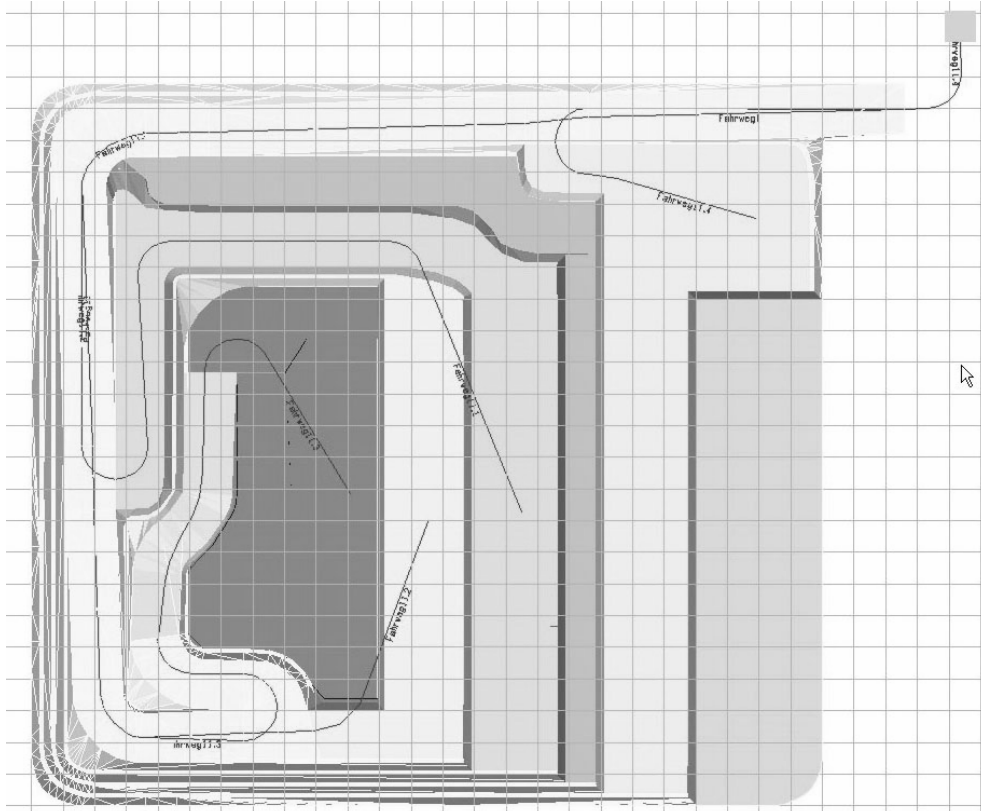
Abbaustand HYHA-3 Jahr 8



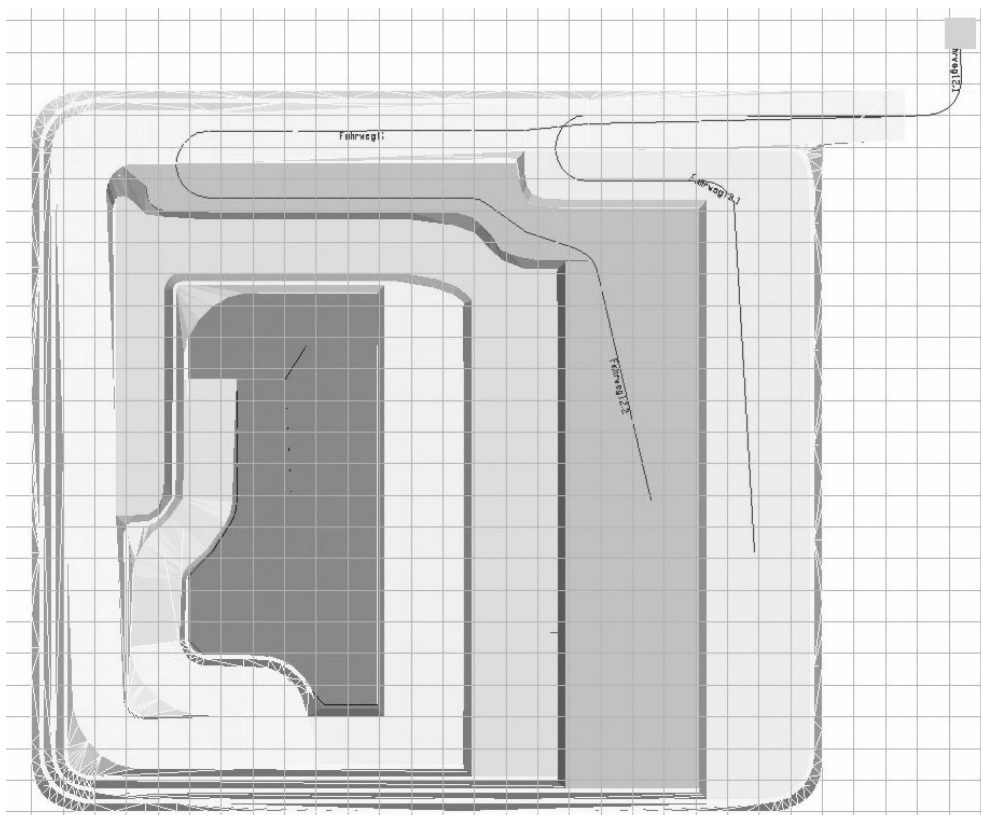
Abbaustand HYHA-3 Jahr 9



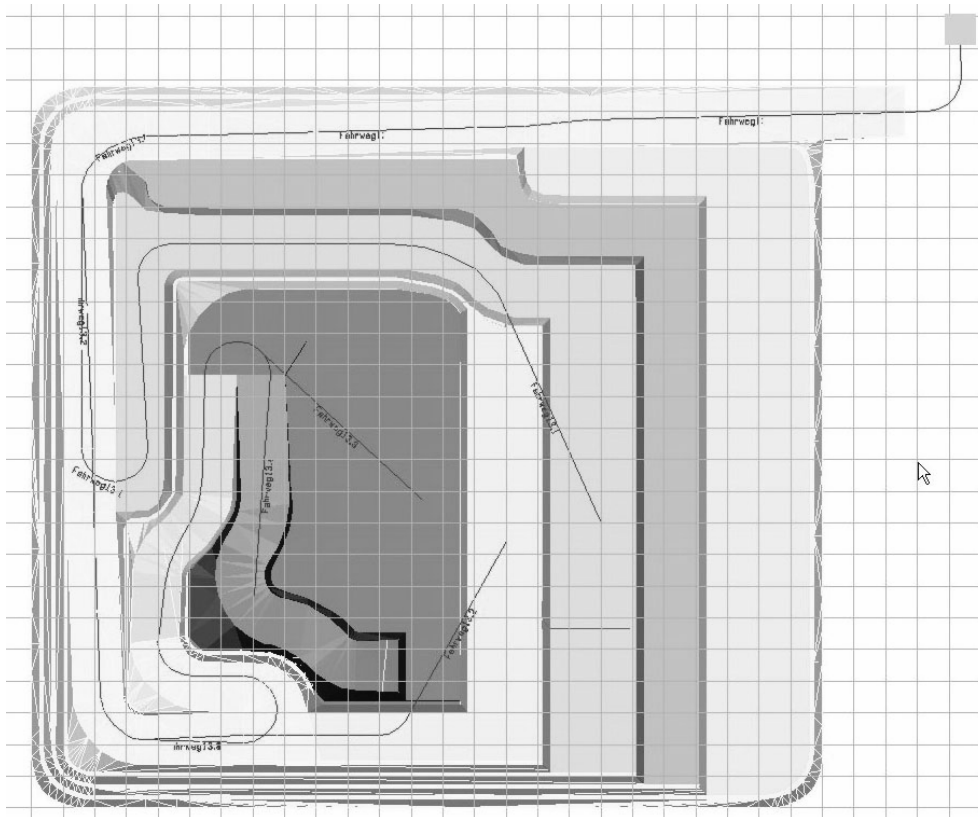
Abbaustand HYHA-3 Jahr 10



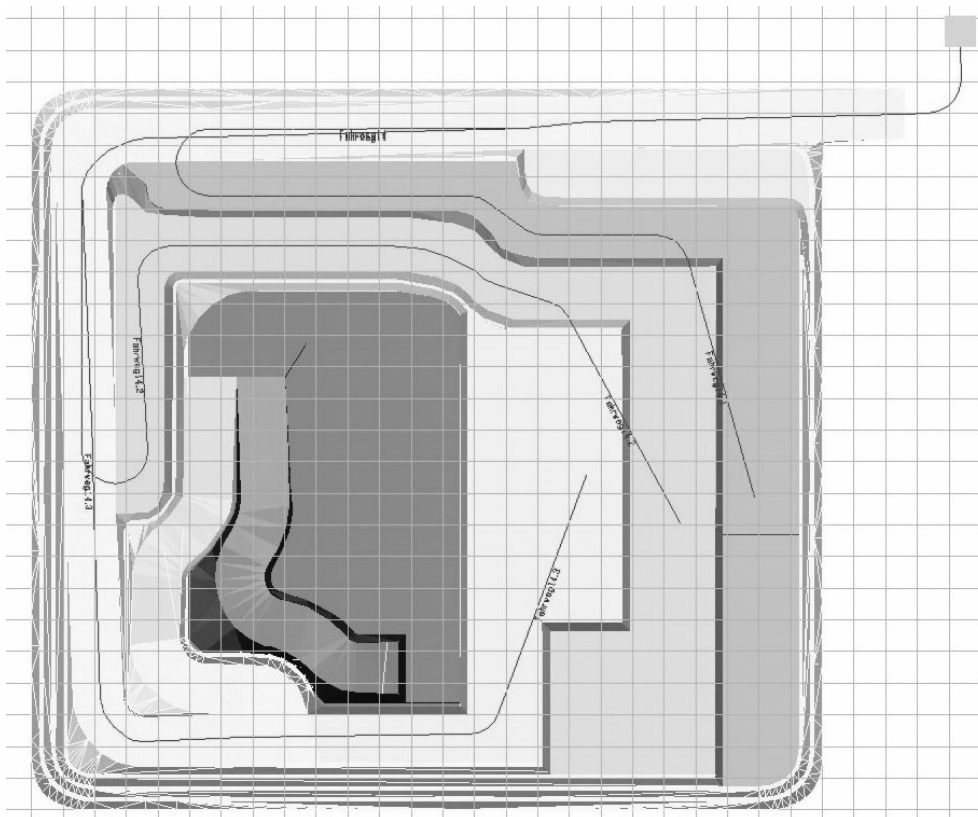
Abbaustand HYHA-3 Jahr 11



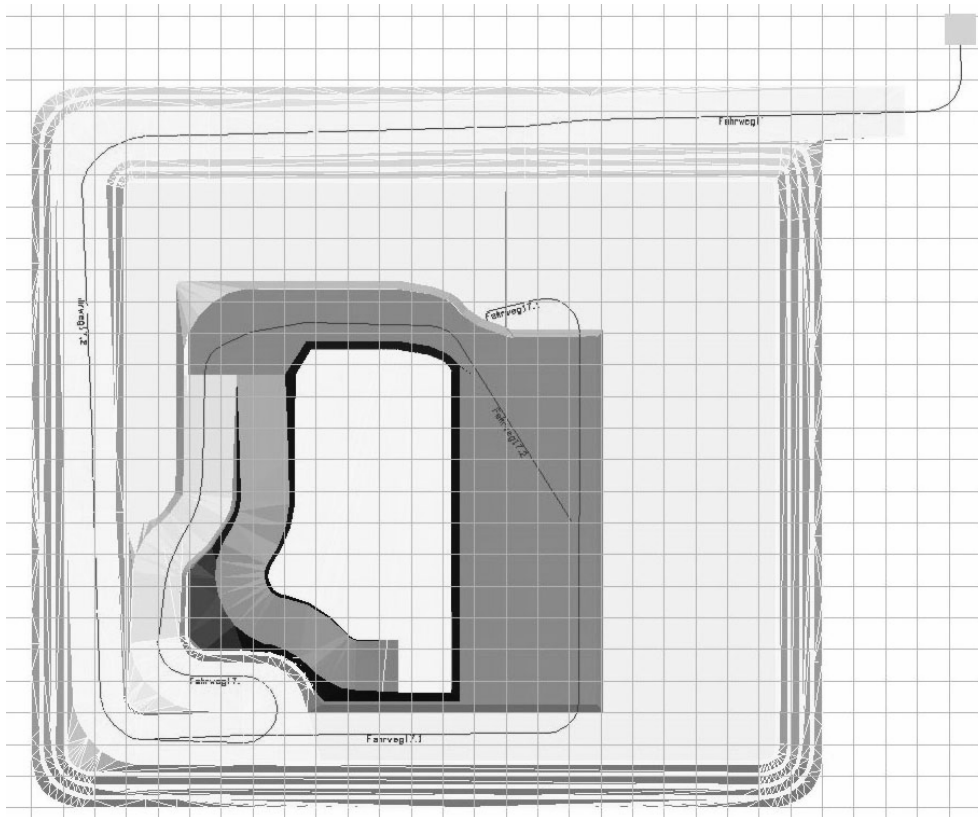
Abbaustand HYHA-3 Jahr 12



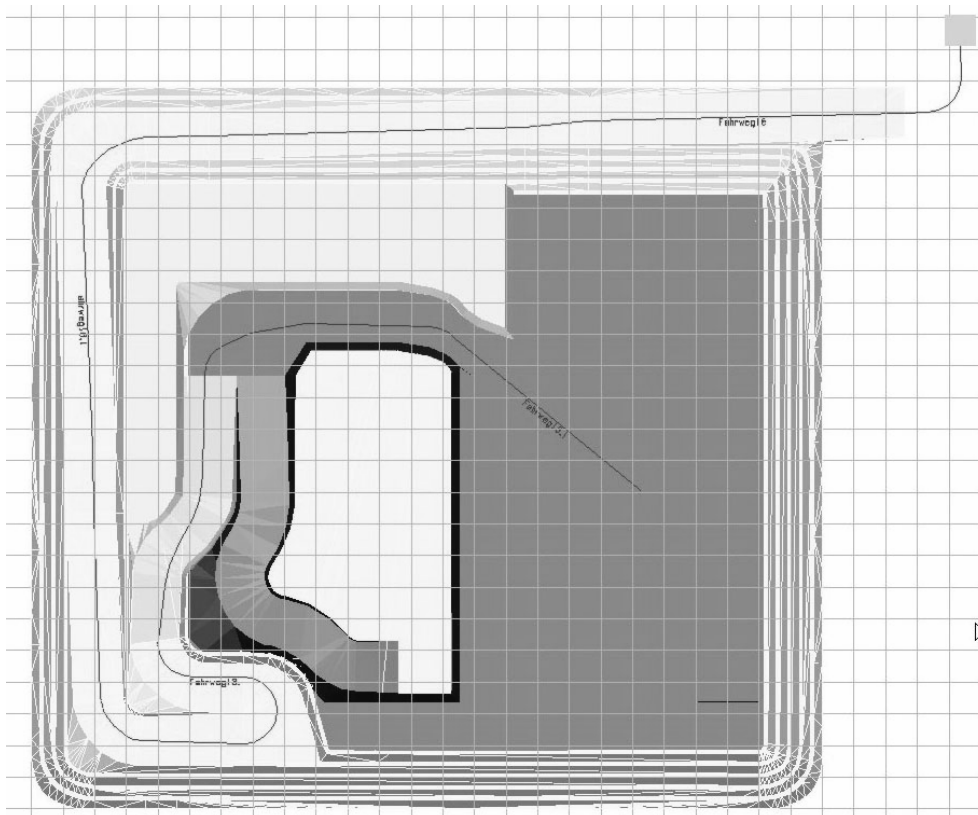
Abbaustand HYHA-3 Jahr 13



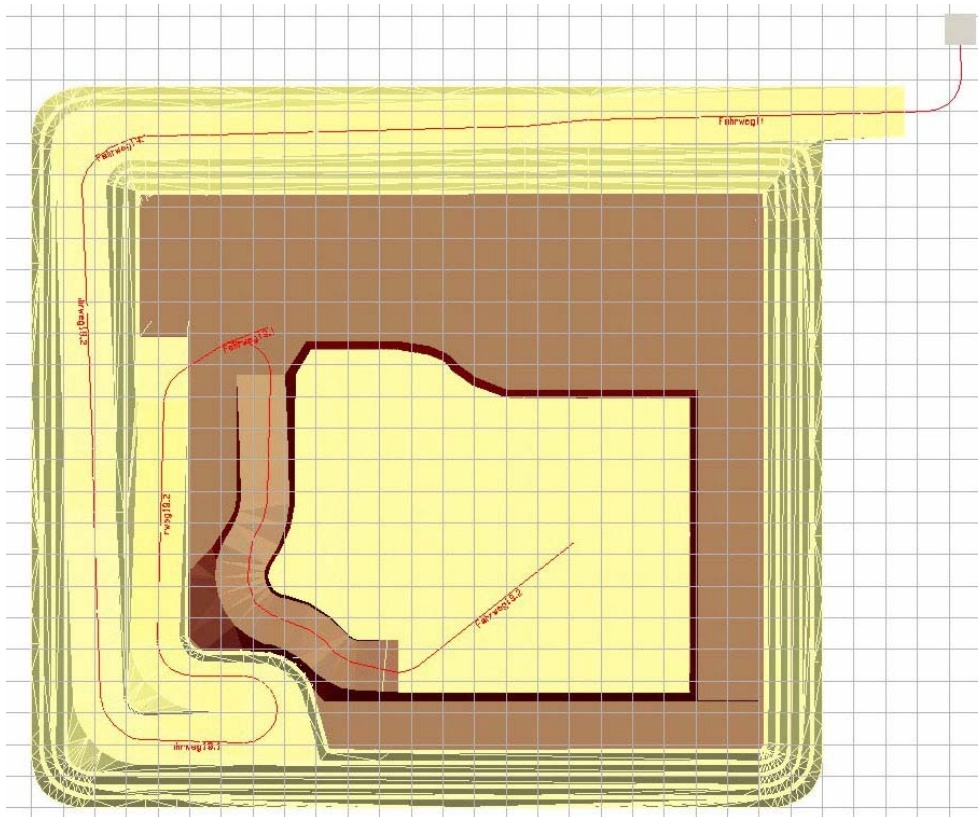
Abbaustand HYHA-3 Jahr 14



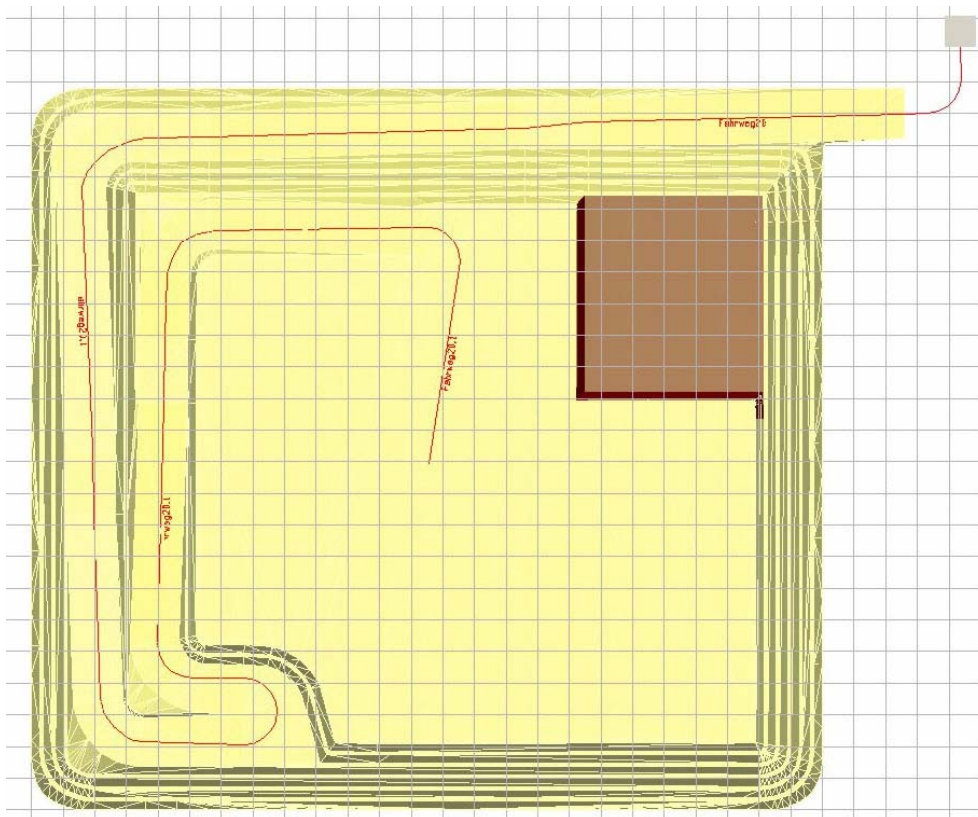
Abbaustand HYHA-3 Jahr 17



Abbaustand HYHA-3 Jahr 18

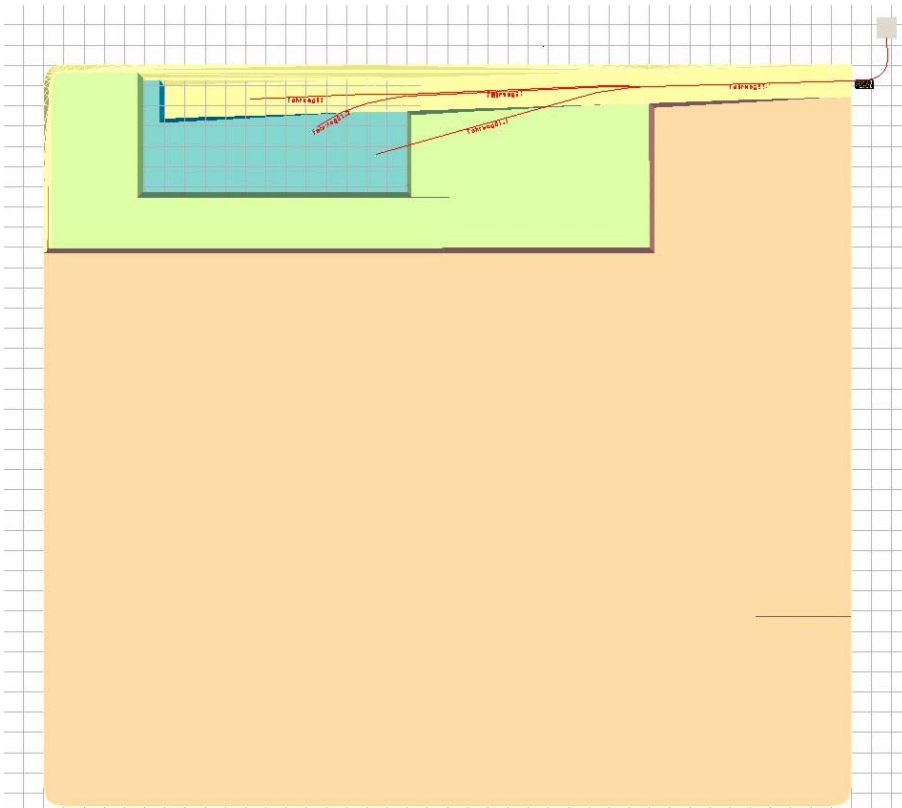


Abbaustand HYHA-3 Jahr 19

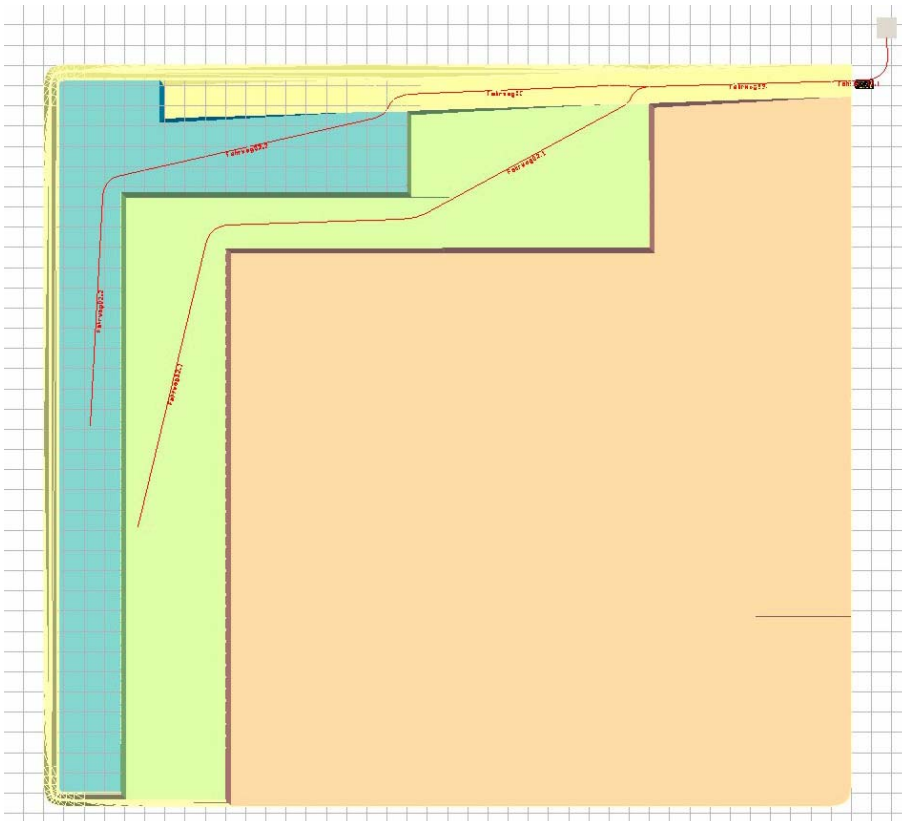


Abbaustand HYHA-3 Jahr 20

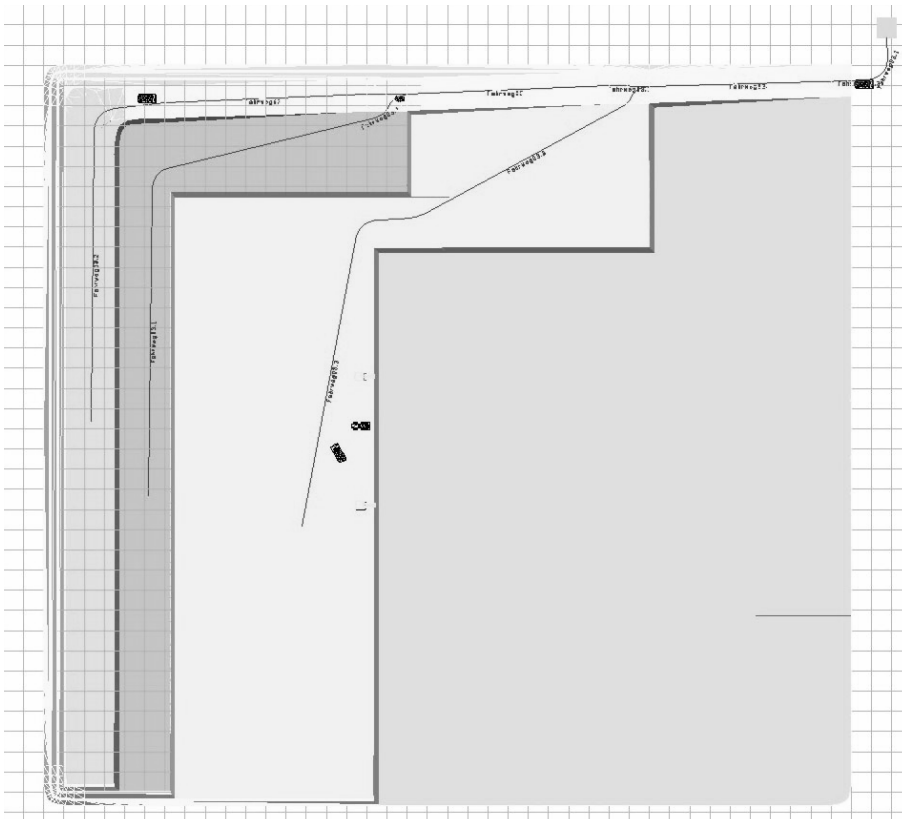
Anlage 11 Jahresbezogene Abbaustände im Modell HYHA-9



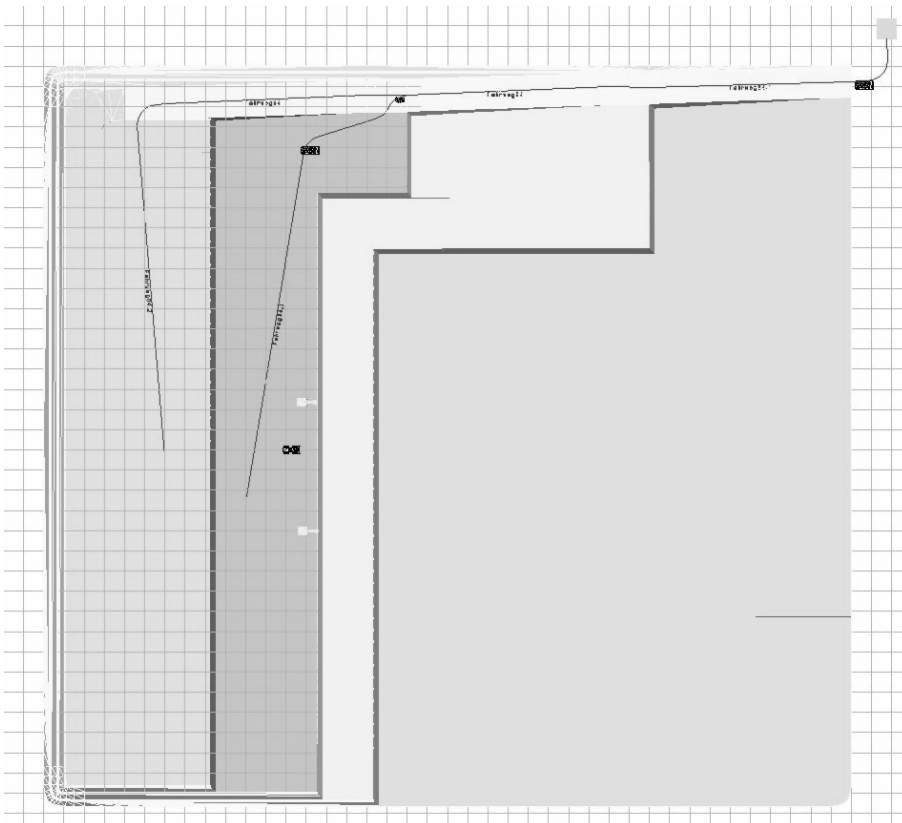
Abbaustand HYHA-9 Jahr 1



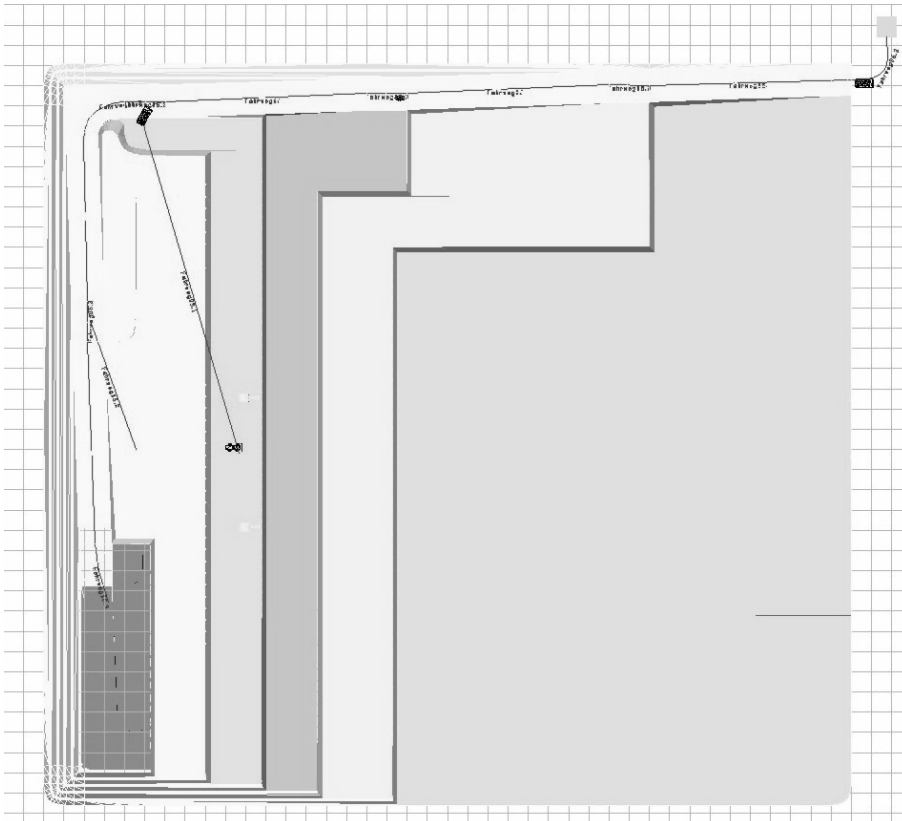
Abbaustand HYHA-9 Jahr 2



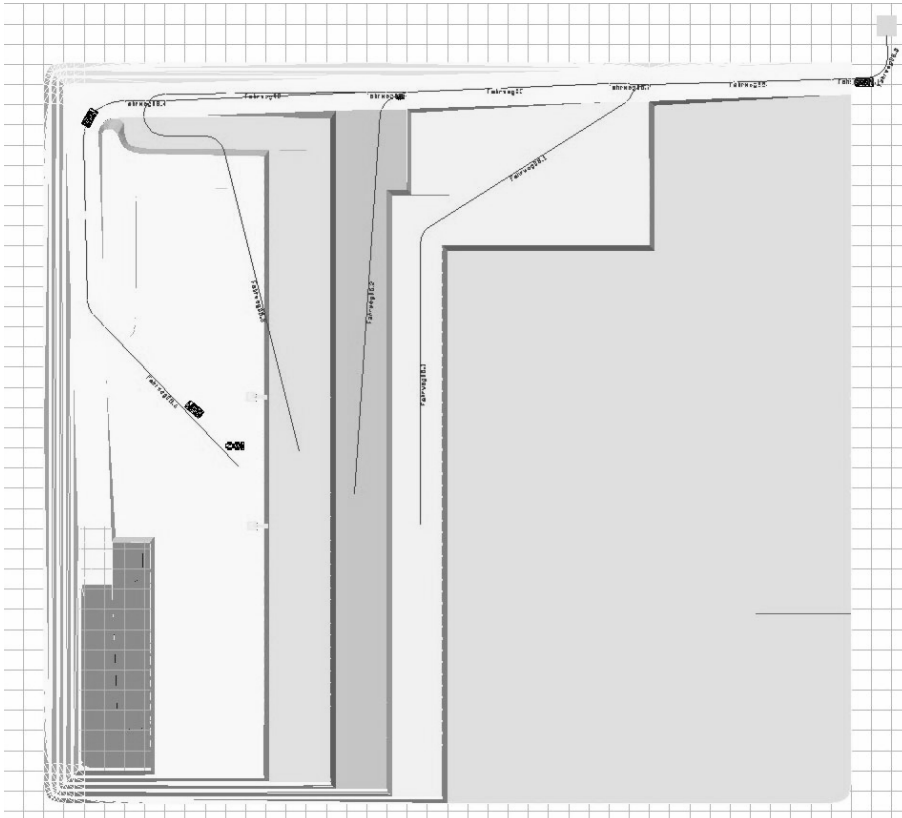
Abbaustand HYHA-9 Jahr 3



Abbaustand HYHA-9 Jahr 4



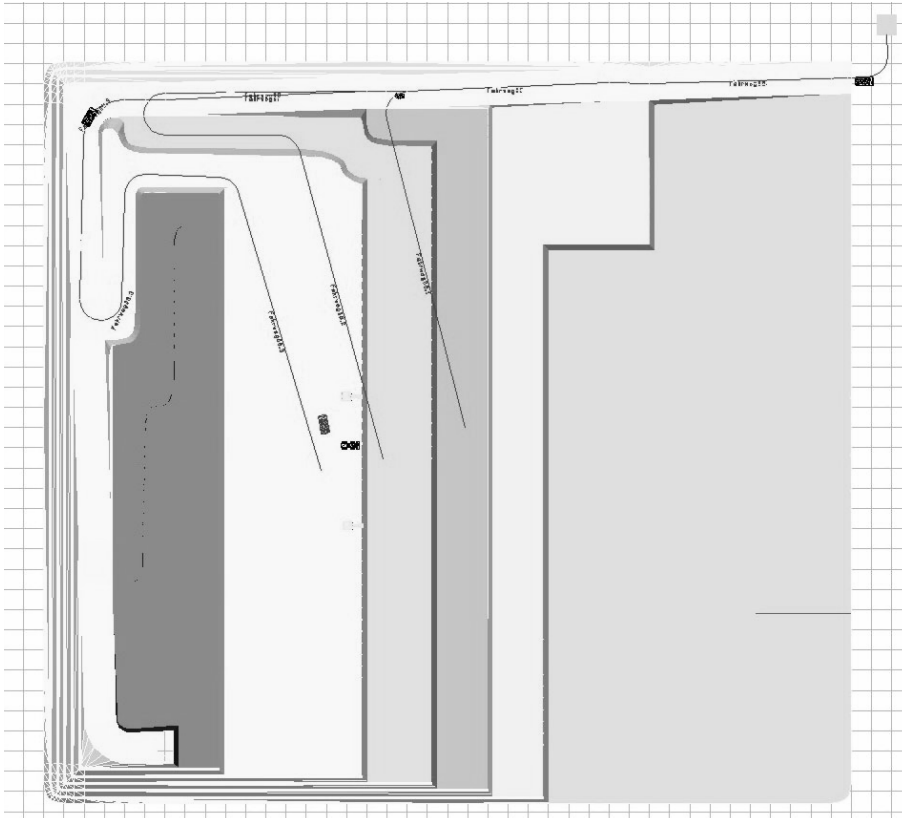
Abbaustand HYHA-9 Jahr 5



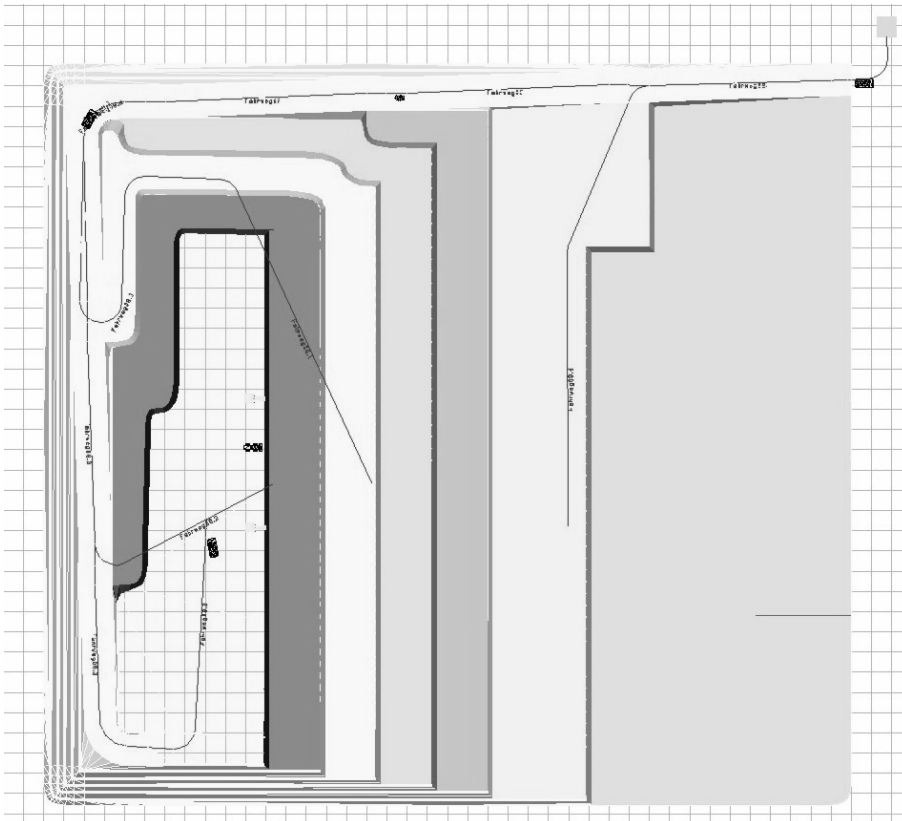
Abbaustand HYHA-9 Jahr 6



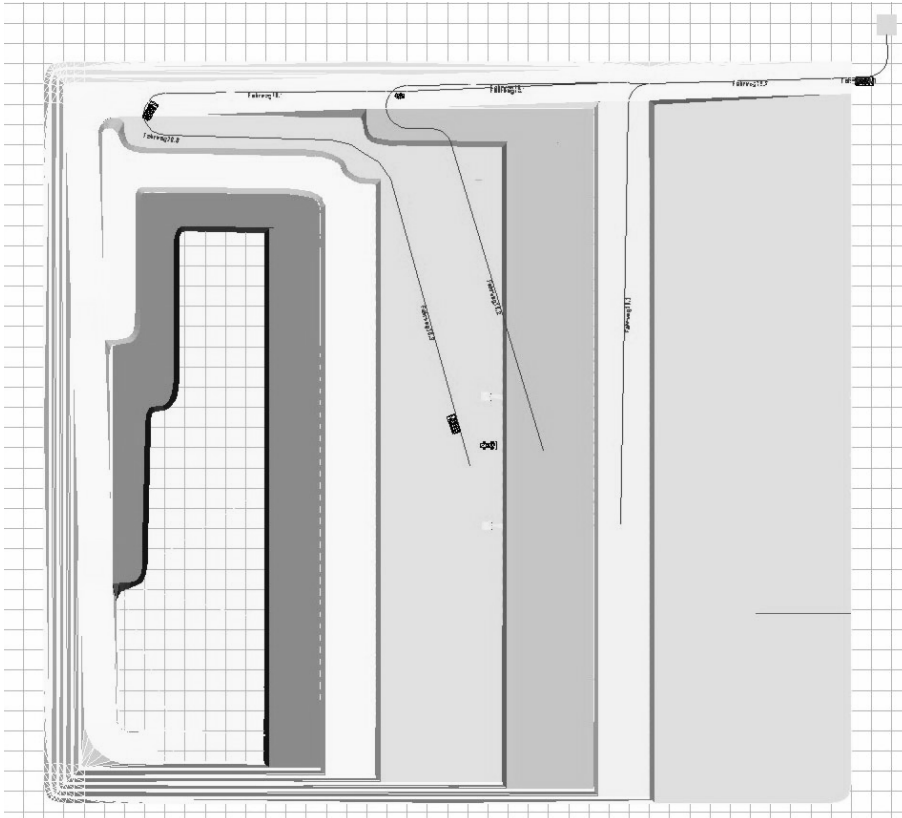
Abbaustand HYHA-9 Jahr 7



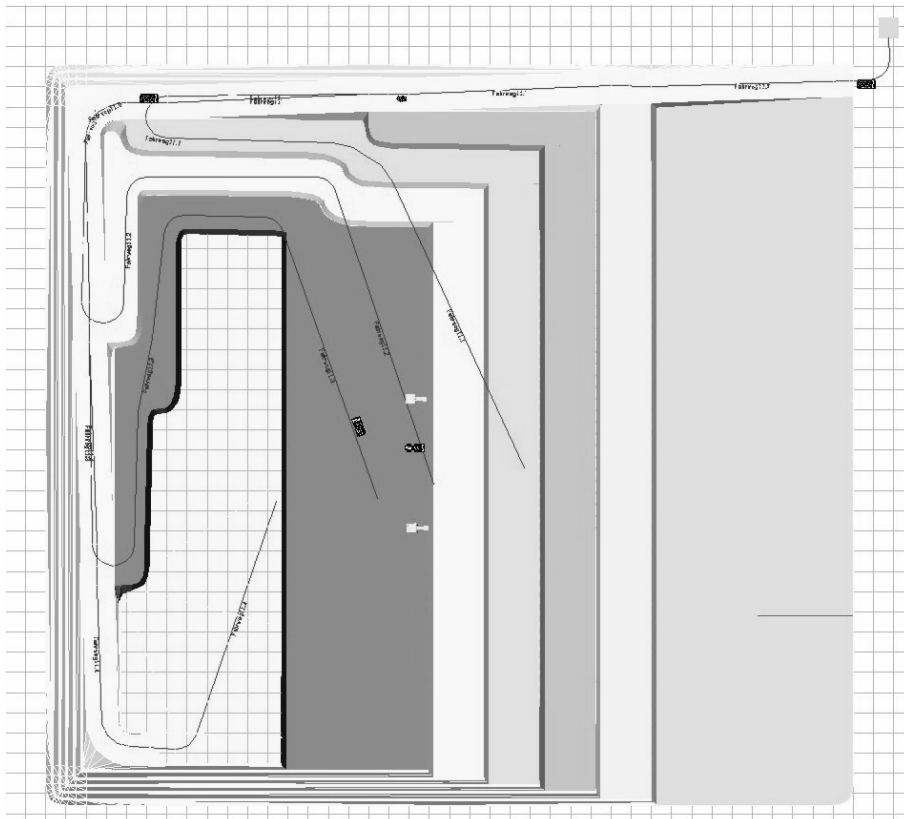
Abbaustand HYHA-9 Jahr 8



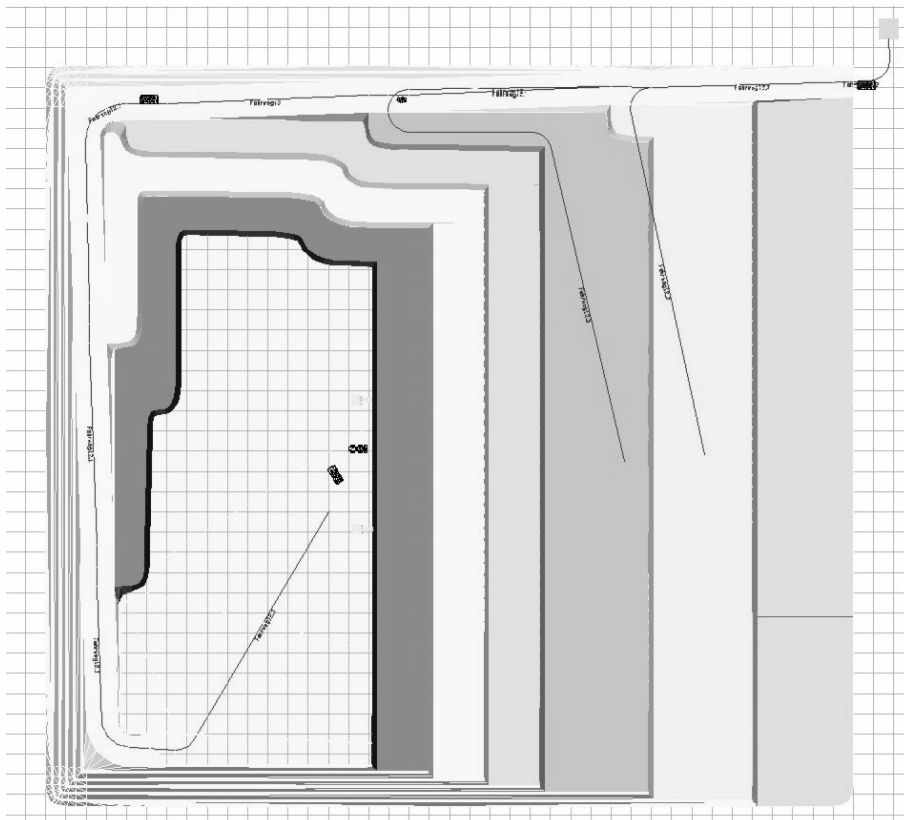
Abbaustand HYHA-9 Jahr 9



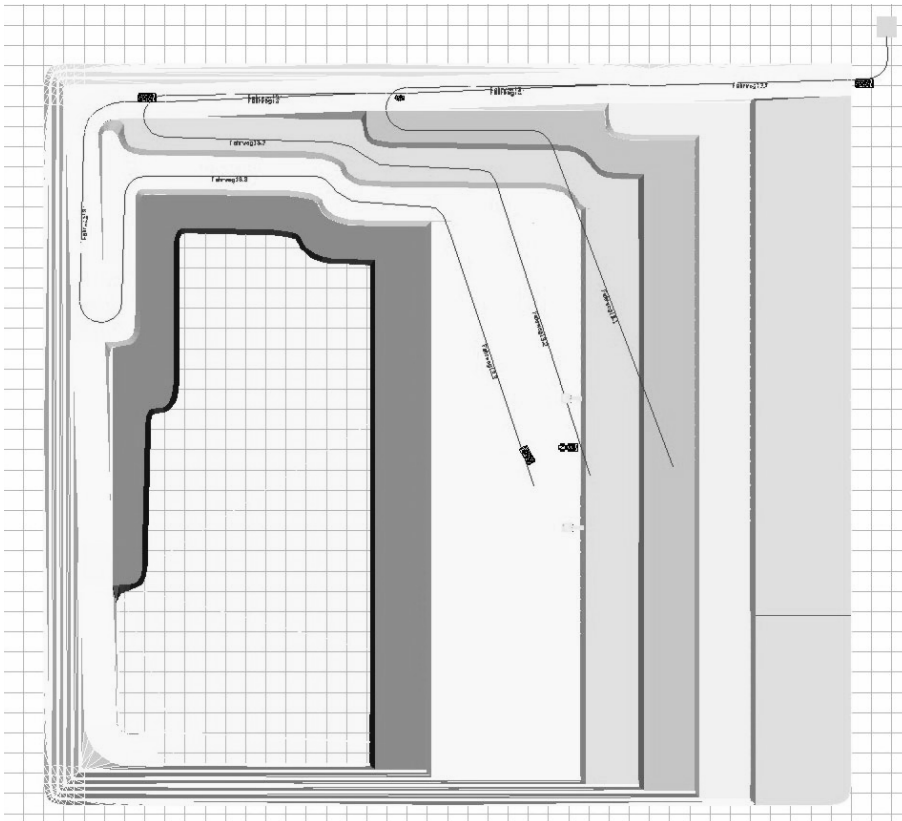
Abbaustand HYHA-9 Jahr 10



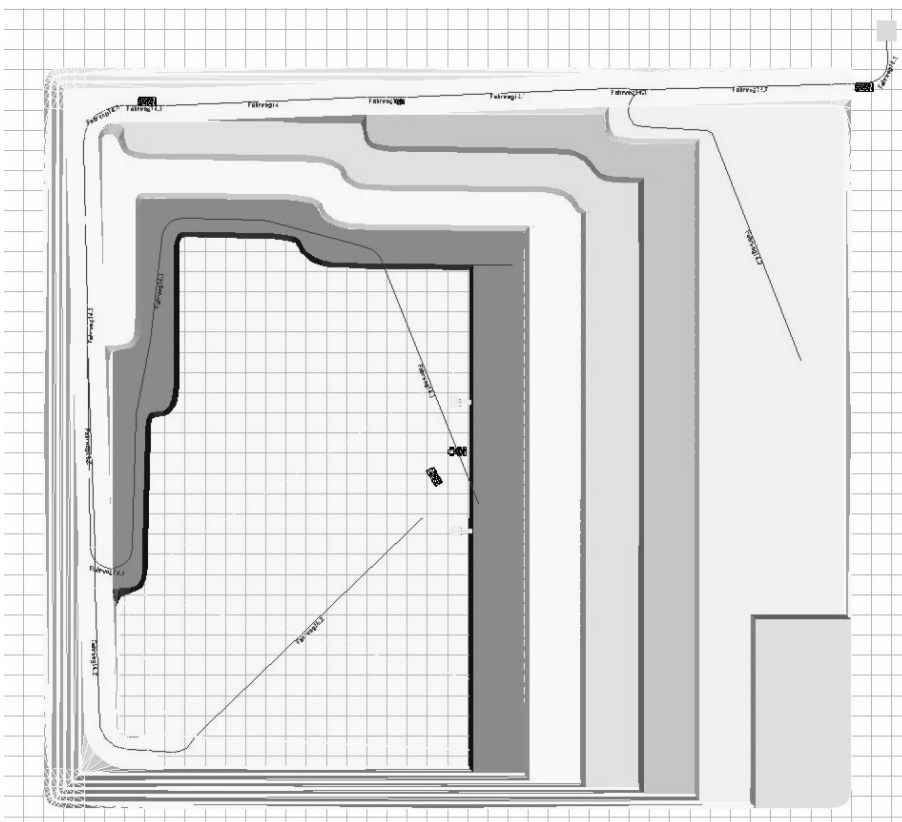
Abbaustand HYHA-9 Jahr 11



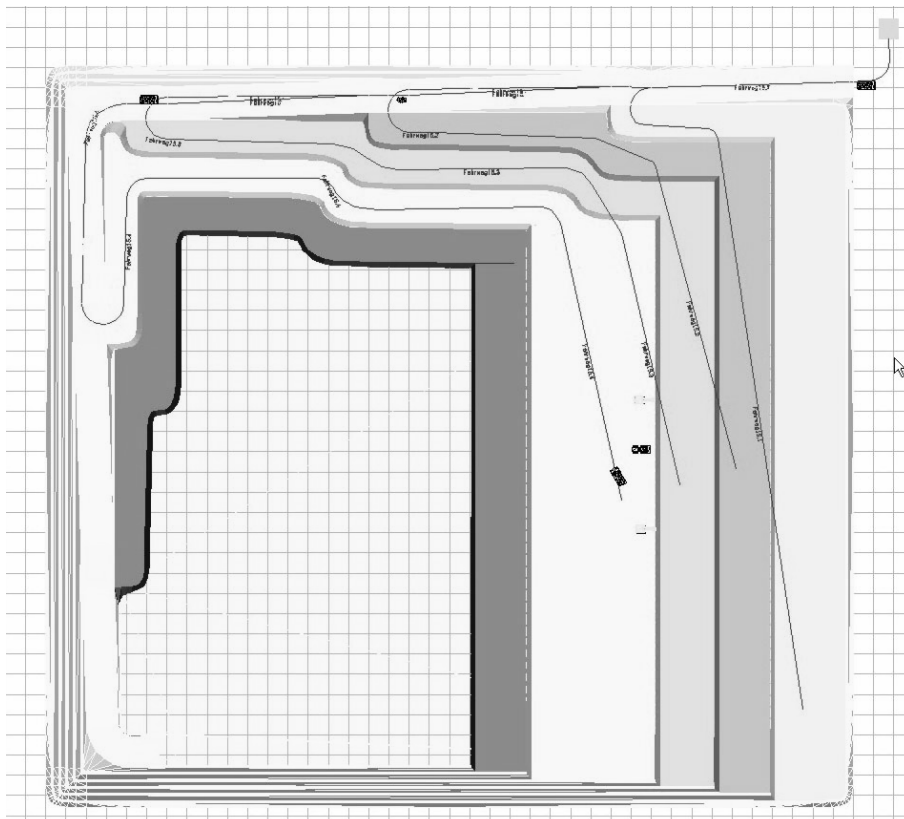
Abbaustand HYHA-9 Jahr 12



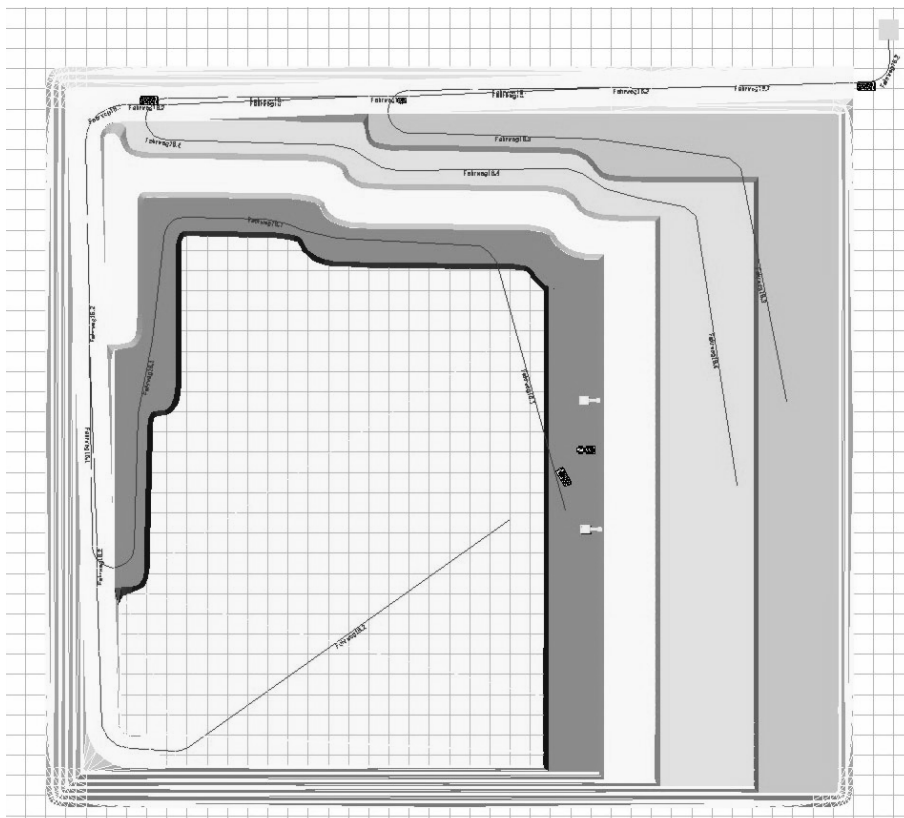
Abbaustand HYHA-9 Jahr 13



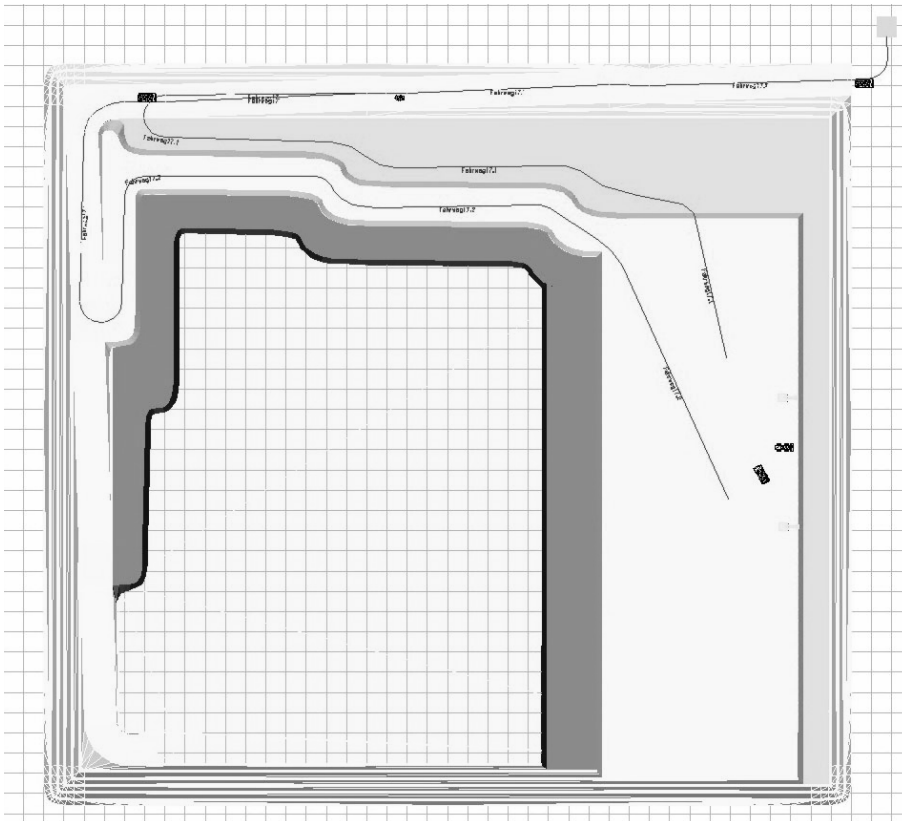
Abbaustand HYHA-9 Jahr 14



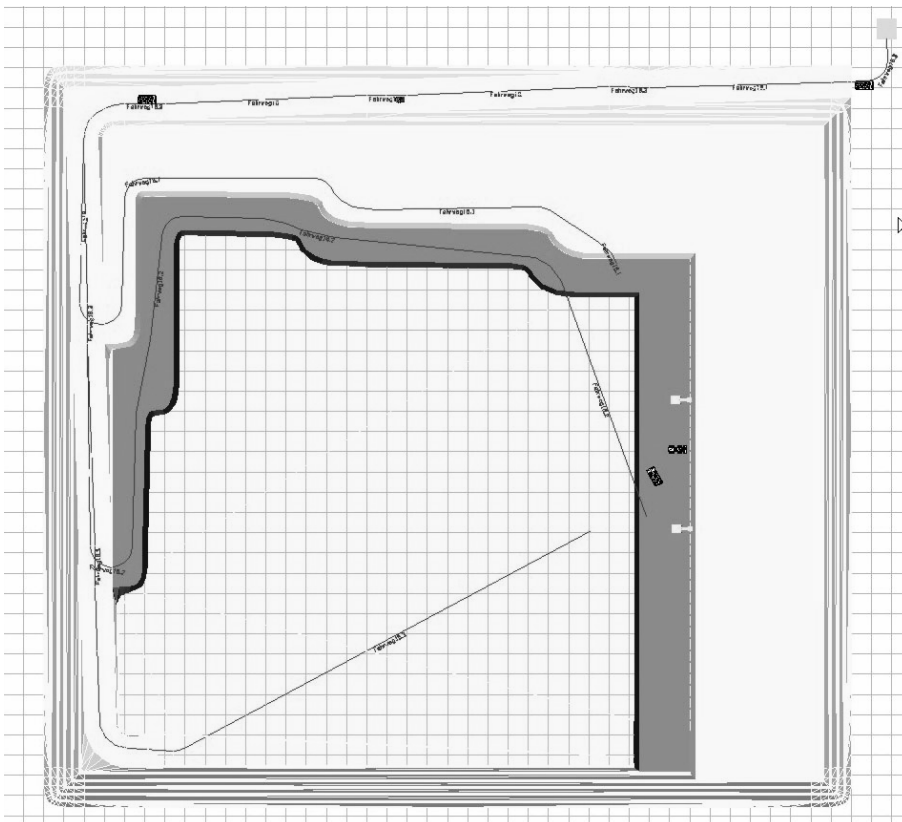
Abbaustand HYHA-9 Jahr 15



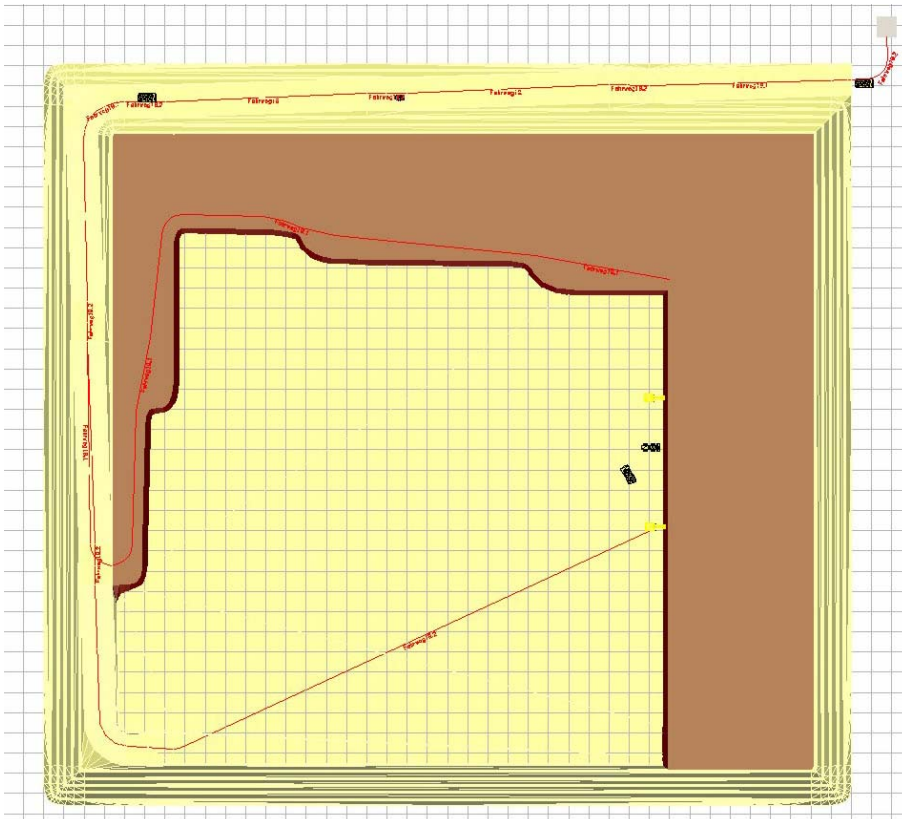
Abbaustand HYHA-9 Jahr 16



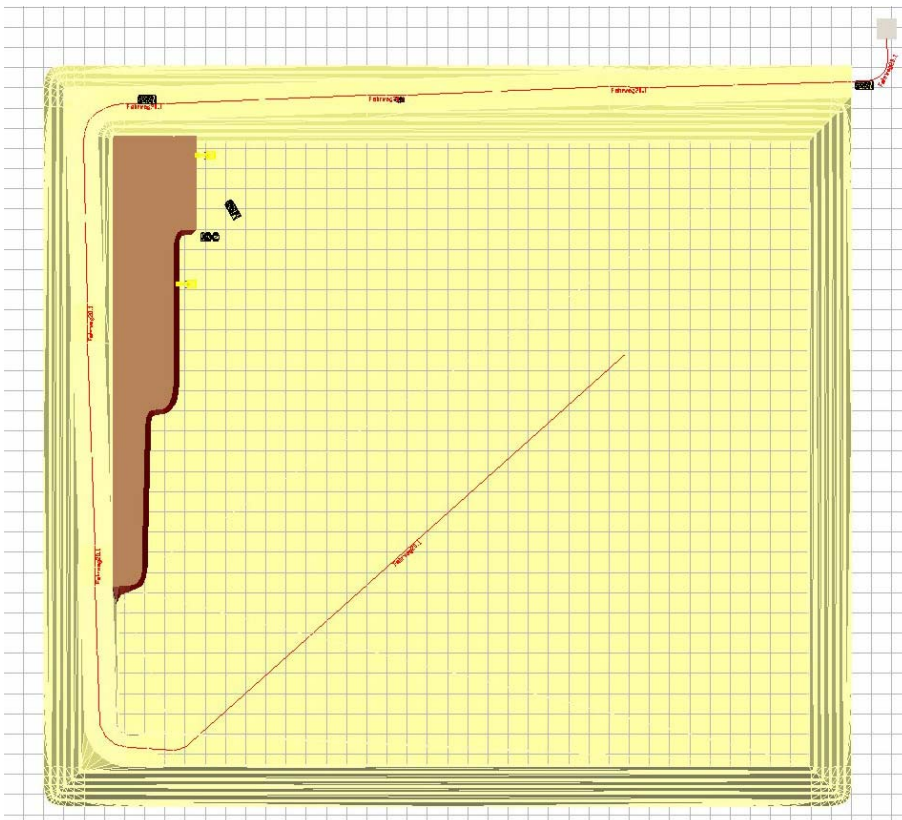
Abbaustand HYHA-9 Jahr 17



Abbaustand HYHA-9 Jahr 18



Abbaustand HYHA-9 Jahr 19



Abbaustand HYHA-9 Jahr 20

Anlage 12 Fahrwege und Blockvolumina der Modelle HYHA

Anlage 12.1 Modell HYHA-3

Jahr	Streckenname	Länge (gesamt) [m]	Länge (horizontal) [m]	Länge (geneigt) [m]	Block-Volumen [m³]
1	S01.10	92,34	34,30	58,04	9.259,12
1	S01.20	236,19	135,65	100,53	106.312,85
1	S01.30	213,08	54,38	158,70	9.217,95
2	S02.10	379,14	278,60	100,53	41.814,42
2	S02.20	331,17	130,16	201,00	83.200,40
3	S03.10	337,26	236,72	100,53	43.283,88
3	S03.20	388,87	187,87	201,00	71.290,72
3	S03.30	337,52	74,45	263,07	9.460,51
4	S04.10	313,31	212,78	100,53	44.178,52
4	S04.20	372,61	171,60	201,00	53.934,61
4	S04.30	438,32	126,47	311,85	27.133,06
5	S05.10	289,97	189,44	100,53	43.283,84
5	S05.20	382,14	181,14	201,00	53.306,36
5	S05.30	475,99	164,14	311,85	28.437,47
6	S06.10	443,26	131,41	311,85	63.095,03
6	S06.20	477,56	94,44	383,13	10.746,23
6	S06.30	272,76	172,23	100,53	51.430,93
7	S07.10	413,13	212,17	200,96	50.649,54
7	S07.20	472,74	160,89	311,85	64.188,89
7	S07.30	535,75	112,21	423,54	10.642,21
8	S08.10	602,48	178,94	423,54	72.412,97
8	S08.20	632,05	127,28	504,77	15.745,65
8	S08.30	257,45	156,91	100,53	36.902,66
9	S09.10	447,98	247,02	200,96	49.651,46
9	S09.20	631,04	319,26	311,79	45.056,90
9	S09.30	597,75	174,21	423,54	30.619,59
10	S10.10	743,62	199,43	544,19	37.705,91
10	S10.20	257,73	157,20	100,53	52.245,98
10	S10.30	474,10	273,14	200,96	34.470,15
11	S11.10	656,36	344,57	311,79	41.150,56
11	S11.20	618,93	195,39	423,54	38.464,78
11	S11.30	749,91	205,72	544,19	26.050,52
11	S11.40	222,30	121,80	100,50	19.343,55
12	S12.10	327,13	226,63	100,50	63.323,80
12	S12.20	492,64	291,68	200,96	61.786,12
13	S13.10	676,74	364,95	311,79	41.473,23
13	S13.20	635,83	212,29	423,54	35.834,19
13	S13.30	765,26	221,06	544,19	34.548,46
13	S13.40	767,96	153,56	614,41	13.437,39
14	S14.10	524,28	323,32	200,96	60.284,24
14	S14.20	694,80	383,01	311,79	40.647,59
14	S14.30	681,58	258,04	423,54	23.902,45
15	S15.10	627,36	203,82	423,54	11.280,35
15	S15.20	789,67	245,48	544,19	29.972,47
15	S15.30	892,13	225,60	666,53	50.095,40
15	S15.40	436,39	235,42	200,96	13.493,82
15	S15.50	764,50	452,71	311,79	18.728,85
16	S16.10	619,57	307,78	311,79	67.046,74
16	S16.20	690,15	266,62	423,54	58.695,42
17	S17.10	781,86	358,33	423,54	103.680,57
17	S17.20	827,16	282,97	544,19	21.316,82
18	S18.10	834,40	290,21	544,19	125.066,69
19	S19.10	702,67	169,24	533,43	52.606,05
19	S19.20	903,69	247,93	655,76	72.284,07
20	S20.10	872,65	228,70	643,95	124.880,23

Anlage 12.2 Modell HYHA-9

Jahr	Streckenname	Länge (gesamt) [m]	Länge (horizontal) [m]	Länge (geneigt) [m]	Block-Volumen [m ³]
1	S01.10	274,44	173,96	100,48	279.029,03
1	S01.20	303,14	102,08	201,06	86.994,98
1	S01.30	333,38	74,30	259,08	8.995,38
2	S02.10	521,46	420,98	100,48	246.984,43
2	S02.20	533,23	332,22	201,01	127.899,59
3	S03.10	546,95	345,94	201,01	73.047,09
3	S03.20	561,38	259,81	301,57	100.991,14
3	S03.30	448,08	347,59	100,48	200.821,80
4	S04.10	489,32	288,31	201,01	217.875,81
4	S04.20	560,09	258,51	301,57	157.208,45
5	S05.10	562,42	260,84	301,57	84.503,51
5	S05.20	584,74	171,71	413,03	212.401,78
5	S05.30	657,32	143,74	513,58	52.513,45
5	S05.40	435,08	334,59	100,48	24.964,79
6	S06.10	414,77	314,28	100,48	68.715,72
6	S06.20	462,05	261,04	201,01	101.913,52
6	S06.30	594,31	292,84	301,46	114.090,76
6	S06.40	619,02	205,99	413,03	90.830,18
7	S07.10	630,98	217,95	413,03	16.080,66
7	S07.20	701,82	188,23	513,58	125.451,11
7	S07.30	708,22	134,24	573,98	10.967,45
7	S07.40	386,07	285,59	100,48	137.035,16
7	S07.50	460,46	259,45	201,01	85.632,24
8	S08.10	432,08	231,07	201,01	79.955,14
8	S08.20	636,31	334,84	301,46	161.992,05
8	S08.30	800,57	387,55	413,03	132.901,81
9	S09.10	814,43	401,41	413,03	19.754,47
9	S09.20	731,11	217,52	513,58	143.639,69
9	S09.30	878,06	253,67	624,39	153.450,99
9	S09.40	364,93	264,44	100,48	58.260,93
10	S10.10	358,92	258,44	100,48	85.214,82
10	S10.20	471,62	270,66	200,96	178.446,27
10	S10.30	674,53	373,06	301,46	111.513,70
11	S11.10	683,73	382,27	301,46	55.881,97
11	S11.20	856,69	443,67	413,03	155.857,75
11	S11.30	1.022,83	509,33	513,50	143.616,07
11	S11.40	894,18	269,79	624,39	19.823,03
12	S12.10	900,87	276,48	624,39	113.934,10
12	S12.20	326,57	226,09	100,48	173.431,13
12	S12.30	521,59	320,63	200,96	87.173,12
13	S13.10	532,98	332,03	200,96	76.836,08
13	S13.20	730,61	429,15	301,46	155.207,19
13	S13.30	902,02	489,00	413,03	142.826,39
14	S14.10	1.063,26	549,76	513,50	132.407,26
14	S14.20	928,33	303,94	624,39	121.814,04
14	S14.30	319,00	218,52	100,48	120.722,39
15	S15.10	488,04	387,56	100,48	44.470,87
15	S15.20	568,38	367,43	200,96	118.904,41
15	S15.30	780,95	479,49	301,46	110.652,32
15	S15.40	961,93	548,91	413,03	100.953,08
16	S16.10	1.117,73	604,22	513,50	94.754,60
16	S16.20	959,96	335,57	624,39	88.833,79
16	S16.30	572,34	371,38	200,96	131.894,28
16	S16.40	813,70	512,23	301,46	59.786,29
17	S17.10	752,35	450,88	301,46	173.825,08
17	S17.20	986,64	573,62	413,03	201.265,53
18	S18.10	856,43	443,41	413,03	147.665,33
18	S18.20	1.148,86	635,35	513,50	118.717,30
18	S18.30	991,95	367,56	624,39	108.426,20
19	S19.10	1.074,45	560,95	513,50	342.375,55
19	S19.20	1.018,72	394,33	624,39	32.614,02
20	S20.10	1.055,96	431,57	624,39	374.621,26

Anlage 13 Lade- und Transportleistungen im Modell HYHA-3

Anlage 13.1 SKW 796 und Radlader 980 im Modell HYHA-3

JahreVolumen	LadegerätName	FahrzeugName	FahrstreckeName	Selbstbeladung	AT	SKWBeladezeit (min)	Transportzeit (min)	Rückfahrzeit (min)	Wagenwechselzeit (min)	Umlaufzeit (min)	effUmläufeproStunde [h]	effFördermasse [t/h]
1	CAT980	CAT769	S01.10	ja	5	5,35	0,77	0,21	0,3	7,83	5,72	217,42
1	CAT980	CAT769	S01.20	ja	5	5,35	1,64	0,55	0,3	9,03	4,96	188,52
1	CAT980	CAT769	S01.30	ja	5	5,35	1,95	0,49	0,3	9,29	4,82	183,32
2	CAT980	CAT769	S02.10	ja	5	5,35	2,21	0,87	0,3	9,94	4,51	171,41
2	CAT980	CAT769	S02.20	ja	5	5,35	2,71	0,76	0,3	10,33	4,34	164,91
3	CAT980	CAT769	S03.10	ja	5	5,35	2,04	0,78	0,3	9,67	4,63	176,09
3	CAT980	CAT769	S03.20	ja	5	5,35	2,94	0,90	0,3	10,69	4,19	159,30
3	CAT980	CAT769	S03.30	ja	5	5,35	3,17	0,78	0,3	10,80	4,15	157,75
4	CAT980	CAT769	S04.10	ja	5	5,35	1,95	0,72	0,3	9,52	4,71	178,89
4	CAT980	CAT769	S04.20	ja	5	5,35	2,88	0,86	0,3	10,59	4,23	160,84
4	CAT980	CAT769	S04.30	ja	5	5,35	3,91	1,01	0,3	11,77	3,81	144,71
5	CAT980	CAT769	S05.10	ja	5	5,35	1,85	0,67	0,3	9,37	4,78	181,70
5	CAT980	CAT769	S05.20	ja	5	5,35	2,92	0,88	0,3	10,65	4,21	159,93
5	CAT980	CAT769	S05.30	ja	5	5,35	4,06	1,10	0,3	12,01	3,73	141,85
6	CAT980	CAT769	S06.10	ja	5	5,35	3,93	1,02	0,3	11,80	3,80	144,33
6	CAT980	CAT769	S06.20	ja	5	5,35	4,56	1,10	0,3	12,51	3,58	136,15
6	CAT980	CAT769	S06.30	ja	5	5,35	1,79	0,63	0,3	9,27	4,84	183,83
7	CAT980	CAT769	S07.10	ja	5	5,35	3,04	0,95	0,3	10,84	4,13	157,06
7	CAT980	CAT769	S07.20	ja	5	5,35	4,05	1,09	0,3	11,99	3,74	142,09
7	CAT980	CAT769	S07.30	ja	5	5,35	5,07	1,24	0,3	13,16	3,41	129,46
8	CAT980	CAT769	S08.10	ja	5	5,35	5,34	1,39	0,3	13,58	3,30	125,45
8	CAT980	CAT769	S08.20	ja	5	5,35	6,02	1,46	0,3	14,32	3,13	118,90
8	CAT980	CAT769	S08.30	ja	5	5,35	1,72	0,59	0,3	9,17	4,89	185,76
9	CAT980	CAT769	S09.10	ja	5	5,35	3,18	1,03	0,3	11,06	4,05	153,94
9	CAT980	CAT769	S09.20	ja	5	5,35	4,68	1,46	0,3	12,98	3,45	131,17
9	CAT980	CAT769	S09.30	ja	5	5,35	5,32	1,38	0,3	13,55	3,31	125,73
10	CAT980	CAT769	S10.10	ja	5	5,35	6,73	1,72	0,3	15,30	2,93	111,32
10	CAT980	CAT769	S10.20	ja	5	5,35	1,73	0,59	0,3	9,17	4,89	185,73
10	CAT980	CAT769	S10.30	ja	5	5,35	3,28	1,09	0,3	11,23	3,99	151,68
11	CAT980	CAT769	S11.10	ja	5	5,35	4,78	1,51	0,3	13,14	3,41	129,58
11	CAT980	CAT769	S11.20	ja	5	5,35	5,40	1,43	0,3	13,68	3,28	124,50
11	CAT980	CAT769	S11.30	ja	5	5,35	6,76	1,73	0,3	15,34	2,92	111,03
11	CAT980	CAT769	S11.40	ja	5	5,35	1,58	0,51	0,3	8,95	5,01	190,37
12	CAT980	CAT769	S12.10	ja	5	5,35	2,00	0,75	0,3	9,61	4,66	177,27
12	CAT980	CAT769	S12.20	ja	5	5,35	3,36	1,14	0,3	11,35	3,95	150,11
13	CAT980	CAT769	S13.10	ja	5	5,35	4,86	1,56	0,3	13,27	3,38	128,32
13	CAT980	CAT769	S13.20	ja	5	5,35	5,47	1,47	0,3	13,79	3,25	123,54
13	CAT980	CAT769	S13.30	ja	5	5,35	6,82	1,77	0,3	15,44	2,90	110,33
13	CAT980	CAT769	S13.40	ja	5	5,35	7,32	1,77	0,3	15,94	2,81	106,86
14	CAT980	CAT769	S14.10	ja	5	5,35	3,49	1,21	0,3	11,55	3,88	147,52
14	CAT980	CAT769	S14.20	ja	5	5,35	4,93	1,60	0,3	13,39	3,35	127,23
14	CAT980	CAT769	S14.30	ja	5	5,35	5,65	1,57	0,3	14,08	3,18	121,00
15	CAT980	CAT769	S15.10	ja	5	5,35	5,44	1,45	0,3	13,73	3,26	124,02
15	CAT980	CAT769	S15.20	ja	5	5,35	6,92	1,82	0,3	15,59	2,87	109,24
15	CAT980	CAT769	S15.30	ja	5	5,35	8,17	2,06	0,3	17,08	2,62	99,70
15	CAT980	CAT769	S15.40	ja	5	5,35	3,13	1,01	0,3	10,99	4,08	154,96
15	CAT980	CAT769	S15.50	ja	5	5,35	5,21	1,76	0,3	13,83	3,24	123,18
16	CAT980	CAT769	S16.10	ja	5	5,35	4,63	1,43	0,3	12,91	3,47	131,90
16	CAT980	CAT769	S16.20	ja	5	5,35	5,69	1,59	0,3	14,13	3,17	120,54
17	CAT980	CAT769	S17.10	ja	5	5,35	6,05	1,80	0,3	14,71	3,05	115,80
17	CAT980	CAT769	S17.20	ja	5	5,35	7,07	1,91	0,3	15,83	2,83	107,61
18	CAT980	CAT769	S18.10	ja	5	5,35	7,10	1,93	0,3	15,87	2,82	107,30
19	CAT980	CAT769	S19.10	ja	5	5,35	6,50	1,62	0,3	14,97	2,99	113,79
19	CAT980	CAT769	S19.20	ja	5	5,35	8,15	2,09	0,3	17,08	2,62	99,71
20	CAT980	CAT769	S20.10	ja	5	5,35	7,94	2,01	0,3	16,80	2,67	101,36

Anlage 13.2 SKW 225 (alternativ) und Radlader 980 im Modell HYHA-3

JahreVolumen	LadegerätName	FahrzeugNamealternativ	FahrtstreckeName	Selbstbeladung	ATAAlter	SKWBeladezeitAlter [min]	TransportzeitAlter [min]	RückfahrzeitAlter [min]	UmlaufzeitAlter [min]	effUmläufeProStundeAlter [h]	effFördermasseAlter [t/h]
1	CAT980	HD225-5	S01.10	ja	4	4,6	0,77	0,24	7,11	6,30	178,47
1	CAT980	HD225-5	S01.20	ja	4	4,6	1,64	0,63	8,37	5,36	151,72
1	CAT980	HD225-5	S01.30	ja	4	4,6	1,95	0,55	8,60	5,21	147,56
2	CAT980	HD225-5	S02.10	ja	4	4,6	2,21	1,02	9,33	4,81	136,08
2	CAT980	HD225-5	S02.20	ja	4	4,6	2,71	0,87	9,68	4,63	131,11
3	CAT980	HD225-5	S03.10	ja	4	4,6	2,04	0,90	9,05	4,95	140,32
3	CAT980	HD225-5	S03.20	ja	4	4,6	2,94	1,03	10,07	4,45	126,05
3	CAT980	HD225-5	S03.30	ja	4	4,6	3,17	0,87	10,14	4,42	125,15
4	CAT980	HD225-5	S04.10	ja	4	4,6	1,95	0,84	8,88	5,04	142,86
4	CAT980	HD225-5	S04.20	ja	4	4,6	2,88	0,98	9,96	4,50	127,44
4	CAT980	HD225-5	S04.30	ja	4	4,6	3,91	1,14	11,15	4,02	113,85
5	CAT980	HD225-5	S05.10	ja	4	4,6	1,85	0,77	8,73	5,14	145,43
5	CAT980	HD225-5	S05.20	ja	4	4,6	2,92	1,01	10,02	4,47	126,62
5	CAT980	HD225-5	S05.30	ja	4	4,6	4,06	1,24	11,40	3,93	111,32
6	CAT980	HD225-5	S06.10	ja	4	4,6	3,93	1,15	11,18	4,01	113,51
6	CAT980	HD225-5	S06.20	ja	4	4,6	4,56	1,24	11,89	3,77	106,73
6	CAT980	HD225-5	S06.30	ja	4	4,6	1,79	0,73	8,61	5,20	147,39
7	CAT980	HD225-5	S07.10	ja	4	4,6	3,04	1,09	10,23	4,38	124,04
7	CAT980	HD225-5	S07.20	ja	4	4,6	4,05	1,23	11,38	3,94	111,53
7	CAT980	HD225-5	S07.30	ja	4	4,6	5,07	1,39	12,56	3,57	101,09
8	CAT980	HD225-5	S08.10	ja	4	4,6	5,34	1,57	13,01	3,45	97,60
8	CAT980	HD225-5	S08.20	ja	4	4,6	6,02	1,64	13,75	3,26	92,30
8	CAT980	HD225-5	S08.30	ja	4	4,6	1,72	0,68	8,51	5,27	149,17
9	CAT980	HD225-5	S09.10	ja	4	4,6	3,18	1,19	10,47	4,28	121,27
9	CAT980	HD225-5	S09.20	ja	4	4,6	4,68	1,67	12,44	3,60	101,99
9	CAT980	HD225-5	S09.30	ja	4	4,6	5,32	1,56	12,97	3,45	97,84
10	CAT980	HD225-5	S10.10	ja	4	4,6	6,73	1,93	14,77	3,04	85,95
10	CAT980	HD225-5	S10.20	ja	4	4,6	1,73	0,69	8,51	5,27	149,14
10	CAT980	HD225-5	S10.30	ja	4	4,6	3,28	1,26	10,64	4,21	119,26
11	CAT980	HD225-5	S11.10	ja	4	4,6	4,78	1,74	12,62	3,55	100,62
11	CAT980	HD225-5	S11.20	ja	4	4,6	5,40	1,61	13,12	3,42	96,77
11	CAT980	HD225-5	S11.30	ja	4	4,6	6,76	1,95	14,81	3,03	85,71
11	CAT980	HD225-5	S11.40	ja	4	4,6	1,58	0,59	8,27	5,42	153,44
12	CAT980	HD225-5	S12.10	ja	4	4,6	2,00	0,87	8,98	4,99	141,39
12	CAT980	HD225-5	S12.20	ja	4	4,6	3,36	1,31	10,77	4,16	117,88
13	CAT980	HD225-5	S13.10	ja	4	4,6	4,86	1,79	12,75	3,51	99,53
13	CAT980	HD225-5	S13.20	ja	4	4,6	5,47	1,66	13,23	3,39	95,94
13	CAT980	HD225-5	S13.30	ja	4	4,6	6,82	1,99	14,91	3,01	85,11
13	CAT980	HD225-5	S13.40	ja	4	4,6	7,32	1,99	15,40	2,91	82,40
14	CAT980	HD225-5	S14.10	ja	4	4,6	3,49	1,39	10,98	4,08	115,60
14	CAT980	HD225-5	S14.20	ja	4	4,6	4,93	1,84	12,87	3,48	98,60
14	CAT980	HD225-5	S14.30	ja	4	4,6	5,65	1,79	13,54	3,31	93,76
15	CAT980	HD225-5	S15.10	ja	4	4,6	5,44	1,64	13,17	3,40	96,36
15	CAT980	HD225-5	S15.20	ja	4	4,6	6,92	2,06	15,08	2,97	84,19
15	CAT980	HD225-5	S15.30	ja	4	4,6	8,17	2,32	16,59	2,70	76,51
15	CAT980	HD225-5	S15.40	ja	4	4,6	3,13	1,16	10,39	4,31	122,18
15	CAT980	HD225-5	S15.50	ja	4	4,6	5,21	2,03	13,34	3,36	95,13
16	CAT980	HD225-5	S16.10	ja	4	4,6	4,63	1,64	12,37	3,62	102,63
16	CAT980	HD225-5	S16.20	ja	4	4,6	5,69	1,81	13,60	3,30	93,36
17	CAT980	HD225-5	S17.10	ja	4	4,6	6,05	2,06	14,21	3,15	89,31
17	CAT980	HD225-5	S17.20	ja	4	4,6	7,07	2,16	15,33	2,92	82,80
18	CAT980	HD225-5	S18.10	ja	4	4,6	7,10	2,18	15,38	2,91	82,54
19	CAT980	HD225-5	S19.10	ja	4	4,6	6,50	1,82	14,42	3,11	88,03
19	CAT980	HD225-5	S19.20	ja	4	4,6	8,15	2,35	16,60	2,70	76,48
20	CAT980	HD225-5	S20.10	ja	4	4,6	7,94	2,27	16,31	2,75	77,84

Anlage 13.3 Transportleistungen der SKW im Modell HYHA-3

Jahre/Volumen	FahrzeugName	LadegerätName	effFördermasseJahrSKW1 [t/h]	AnzahlSKW1a	FahrzeugNamealterativ	effFördermasseJahrAlter [t/h]	MaximaleFördermasse [t/h]	MassSKW1 [t]	MassSKWAlter [t]
1	CAT769	CAT980	190,00	1	HD225-5	153,11	190,00	299,495,81	0,00
2	CAT769	CAT980	167,03	2	HD225-5	132,73	299,76	283,286,46	16,749,10
3	CAT769	CAT980	164,66	2	HD225-5	130,61	295,27	279,257,36	18,426,91
4	CAT769	CAT980	162,70	2	HD225-5	129,01	291,72	275,944,30	24,646,56
5	CAT769	CAT980	161,95	2	HD225-5	128,36	290,31	274,672,83	25,393,57
6	CAT769	CAT980	157,40	2	HD225-5	124,59	281,99	266,956,43	33,696,83
7	CAT769	CAT980	146,51	2	HD225-5	115,21	261,73	248,488,24	52,665,30
8	CAT769	CAT980	137,69	2	HD225-5	107,62	245,51	233,516,65	66,630,42
9	CAT769	CAT980	146,85	2	HD225-5	115,42	262,26	249,051,10	49,561,79
10	CAT769	CAT980	129,84	2	HD225-5	101,10	230,94	220,213,09	79,809,49
11	CAT769	CAT980	162,73	2	HD225-5	128,71	291,44	275,991,11	24,272,70
12	CAT769	CAT980	119,08	2	HD225-5	92,19	211,27	201,964,06	98,739,79
13	CAT769	CAT980	134,86	2	HD225-5	105,02	239,87	228,717,93	70,884,34
14	CAT769	CAT980	111,64	2	HD225-5	86,10	197,74	189,338,31	107,231,83
15	CAT769	CAT980	126,34	2	HD225-5	98,09	224,43	214,279,82	87,501,37
16	CAT769	CAT980	114,32	2	HD225-5	88,13	202,45	193,879,58	106,114,15
17	CAT769	CAT980	107,30	2	HD225-5	82,64	189,84	181,981,26	118,178,80
18	CAT769	CAT980	105,19	2	HD225-5	80,96	186,15	178,409,81	121,326,47
19	CAT769	CAT980	101,36	2	HD225-5	77,84	179,20	171,904,30	127,808,26
20	CAT769	CAT980							

Anlage 14 Lade- und Transportleistungen im Modell HYHA-9

Anlage 14.1 SKW 733 und Radlader 988

JahreVolumen	LadegerätName	FahrzeugName	FahrstreckeName	Selbstbeladung	AT	SKWBeladezeit	Transportzeit	Rückfahrzeit	Wagenwechselzeit	Umlaufzeit	effUmlaufproStunde	effFördermasse
						[min]	[min]	[min]	[min]	[min]	[t]	[t/h]
1	CAT988	CAT773	S01.10	nein	6	3,85	1,75	0,53	0,3	7,63	5,87	333,67
1	CAT988	CAT773	S01.20	nein	6	3,85	2,58	0,59	0,3	8,51	5,27	299,05
1	CAT988	CAT773	S01.30	nein	6	3,85	3,10	0,65	0,3	9,10	4,93	279,75
2	CAT988	CAT773	S02.10	nein	6	3,85	2,67	1,01	0,3	9,03	4,96	281,80
2	CAT988	CAT773	S02.20	nein	6	3,85	3,44	1,03	0,3	9,82	4,56	259,23
3	CAT988	CAT773	S03.10	nein	6	3,85	3,49	1,06	0,3	9,90	4,53	257,18
3	CAT988	CAT773	S03.20	nein	6	3,85	4,26	1,09	0,3	10,70	4,19	237,91
3	CAT988	CAT773	S03.30	nein	6	3,85	2,40	0,87	0,3	8,62	5,20	295,44
4	CAT988	CAT773	S04.10	nein	6	3,85	3,27	0,95	0,3	9,57	4,68	265,99
4	CAT988	CAT773	S04.20	nein	6	3,85	4,26	1,08	0,3	10,69	4,19	238,07
5	CAT988	CAT773	S05.10	nein	6	3,85	4,27	1,09	0,3	10,71	4,19	237,78
5	CAT988	CAT773	S05.20	nein	6	3,85	5,15	1,13	0,3	11,63	3,85	218,87
5	CAT988	CAT773	S05.30	nein	6	3,85	6,14	1,27	0,3	12,76	3,51	199,45
5	CAT988	CAT773	S05.40	nein	6	3,85	2,35	0,84	0,3	8,54	5,25	298,00
6	CAT988	CAT773	S06.10	nein	6	3,85	2,27	0,80	0,3	8,43	5,32	302,08
6	CAT988	CAT773	S06.20	nein	6	3,85	3,17	0,89	0,3	9,42	4,76	270,37
6	CAT988	CAT773	S06.30	nein	6	3,85	4,39	1,15	0,3	10,89	4,12	233,84
6	CAT988	CAT773	S06.40	nein	6	3,85	5,28	1,20	0,3	11,83	3,79	215,27
7	CAT988	CAT773	S07.10	nein	6	3,85	5,32	1,22	0,3	11,89	3,77	214,04
7	CAT988	CAT773	S07.20	nein	6	3,85	6,31	1,36	0,3	13,02	3,44	195,58
7	CAT988	CAT773	S07.30	nein	6	3,85	6,76	1,37	0,3	13,49	3,32	188,78
7	CAT988	CAT773	S07.40	nein	6	3,85	2,17	0,75	0,3	8,26	5,42	308,04
7	CAT988	CAT773	S07.50	nein	6	3,85	3,17	0,89	0,3	9,41	4,76	270,63
8	CAT988	CAT773	S08.10	nein	6	3,85	3,06	0,84	0,3	9,25	4,85	275,35
8	CAT988	CAT773	S08.20	nein	6	3,85	4,54	1,23	0,3	11,13	4,03	228,82
8	CAT988	CAT773	S08.30	nein	6	3,85	5,96	1,55	0,3	12,86	3,49	197,99
9	CAT988	CAT773	S09.10	nein	6	3,85	6,01	1,58	0,3	12,94	3,46	196,78
9	CAT988	CAT773	S09.20	nein	6	3,85	6,42	1,42	0,3	13,18	3,40	193,11
9	CAT988	CAT773	S09.30	nein	6	3,85	7,76	1,70	0,3	14,81	3,03	171,87
9	CAT988	CAT773	S09.40	nein	6	3,85	2,09	0,71	0,3	8,14	5,50	312,59
10	CAT988	CAT773	S10.10	nein	6	3,85	2,07	0,69	0,3	8,11	5,53	313,91
10	CAT988	CAT773	S10.20	nein	6	3,85	3,21	0,91	0,3	9,47	4,73	268,83
10	CAT988	CAT773	S10.30	nein	6	3,85	4,69	1,31	0,3	11,34	3,95	224,43
11	CAT988	CAT773	S11.10	nein	6	3,85	4,72	1,32	0,3	11,40	3,93	223,40
11	CAT988	CAT773	S11.20	nein	6	3,85	6,17	1,66	0,3	13,18	3,40	193,19
11	CAT988	CAT773	S11.30	nein	6	3,85	7,51	1,98	0,3	14,84	3,02	171,53
11	CAT988	CAT773	S11.40	nein	6	3,85	7,82	1,73	0,3	14,90	3,01	170,82
12	CAT988	CAT773	S12.10	nein	6	3,85	7,85	1,74	0,3	14,94	3,00	170,38
12	CAT988	CAT773	S12.20	nein	6	3,85	1,94	0,63	0,3	7,93	5,65	321,19
12	CAT988	CAT773	S12.30	nein	6	3,85	3,39	1,01	0,3	9,75	4,59	261,00
13	CAT988	CAT773	S13.10	nein	6	3,85	3,44	1,03	0,3	9,82	4,56	259,27
13	CAT988	CAT773	S13.20	nein	6	3,85	4,90	1,41	0,3	11,66	3,84	218,30
13	CAT988	CAT773	S13.30	nein	6	3,85	6,34	1,75	0,3	13,44	3,34	189,49
14	CAT988	CAT773	S14.10	nein	6	3,85	7,66	2,06	0,3	15,07	2,97	168,92
14	CAT988	CAT773	S14.20	nein	6	3,85	7,95	1,80	0,3	15,10	2,97	168,62
14	CAT988	CAT773	S14.30	nein	6	3,85	1,92	0,62	0,3	7,88	5,69	322,95
15	CAT988	CAT773	S15.10	nein	6	3,85	2,55	0,94	0,3	8,84	5,07	287,85
15	CAT988	CAT773	S15.20	nein	6	3,85	3,57	1,10	0,3	10,02	4,47	254,07
15	CAT988	CAT773	S15.30	nein	6	3,85	5,09	1,51	0,3	11,95	3,75	213,07
15	CAT988	CAT773	S15.40	nein	6	3,85	6,56	1,86	0,3	13,78	3,25	184,80
16	CAT988	CAT773	S16.10	nein	6	3,85	7,87	2,16	0,3	15,38	2,91	165,52
16	CAT988	CAT773	S16.20	nein	6	3,85	8,07	1,86	0,3	15,28	2,93	166,63
16	CAT988	CAT773	S16.30	nein	6	3,85	3,58	1,11	0,3	10,04	4,46	253,50
16	CAT988	CAT773	S16.40	nein	6	3,85	5,21	1,57	0,3	12,13	3,69	209,80
17	CAT988	CAT773	S17.10	nein	6	3,85	4,98	1,46	0,3	11,79	3,80	216,01
17	CAT988	CAT773	S17.20	nein	6	3,85	6,66	1,91	0,3	13,92	3,22	182,94
18	CAT988	CAT773	S18.10	nein	6	3,85	6,17	1,66	0,3	13,18	3,40	193,21
18	CAT988	CAT773	S18.20	nein	6	3,85	7,98	2,22	0,3	15,56	2,88	163,63
18	CAT988	CAT773	S18.30	nein	6	3,85	8,19	1,92	0,3	15,46	2,90	164,67
19	CAT988	CAT773	S19.10	nein	6	3,85	7,71	2,08	0,3	15,13	2,96	168,21
19	CAT988	CAT773	S19.20	nein	6	3,85	8,29	1,97	0,3	15,61	2,87	163,07
20	CAT988	CAT773	S20.10	nein	6	3,85	8,43	2,04	0,3	15,82	2,83	160,89

Anlage 14.2 Transportleistungen der SKW im Modell HYHA-9

JahreVolumen	FahrzeugName	LadegerätName	effFördermasseJahrSKW1 [t/h]	AnzahlSKWLa	FahrzeugNamealternativ	effFördermasseJahrAlter [t/h]	MaximaleffFördermasse [t/h]	MasseSKW1 [t]	MasseSKWAlter [t]
1	CA1773	CAT988	323,48	2	CA1773	323,48	646,97	548.634,38	351.412,15
2	CA1773	CAT988	273,67	2	CA1773	273,67	547,34	464.140,59	435.591,06
3	CA1773	CAT988	270,02	2	CA1773	270,02	540,05	467.956,61	441.705,46
4	CA1773	CAT988	253,53	3	CA1773	253,53	760,59	659.966,53	40.232,69
5	CA1773	CAT988	223,80	3	CA1773	223,80	671,39	759.116,10	139.404,37
6	CA1773	CAT988	248,01	3	CA1773	248,01	744,02	841.241,70	60.078,73
7	CA1773	CAT988	244,26	3	CA1773	244,26	732,77	828.523,97	71.875,92
8	CA1773	CAT988	224,51	3	CA1773	224,51	673,54	761.553,93	138.083,67
9	CA1773	CAT988	195,02	3	CA1773	195,02	585,06	661.508,97	238.745,63
10	CA1773	CAT988	261,97	3	CA1773	261,97	785,91	868.602,95	11.816,55
11	CA1773	CAT988	186,64	3	CA1773	186,64	559,92	633.073,44	267.340,73
12	CA1773	CAT988	242,78	3	CA1773	242,78	728,36	823.531,33	75.360,71
13	CA1773	CAT988	212,86	3	CA1773	212,86	638,59	722.027,27	177.659,92
14	CA1773	CAT988	199,43	3	CA1773	199,43	598,28	676.455,07	223.405,79
15	CA1773	CAT988	222,13	3	CA1773	222,13	666,39	753.469,80	146.483,83
16	CA1773	CAT988	196,39	3	CA1773	196,39	589,17	666.149,52	234.495,99
17	CA1773	CAT988	196,91	3	CA1773	196,91	590,72	667.909,72	232.307,74
18	CA1773	CAT988	174,48	4	CA1773	174,48	697,90	867.735,15	11.806,05
19	CA1773	CAT988	167,75	4	CA1773	167,75	670,99	853.498,51	46.476,46
20	CA1773	CAT988	160,89	4	CA1773	160,89	643,55	818.589,92	80.501,10

Anlage 15 FMK für die Prozesse Bohren und Sprengen

TagebauName (Modell)	BohrgerätName	AkoBohrgerät [€]	BetriebskoBohren [€/a]	Kostengesamt Sprengen [€/a]	SBWZahlung (abgezinst) [€]	SBWMengen (abgezinst) [t]	FMKBohren [€/t]	FMKSprengen [€/t]	FMKgesamt	
									[€/t]	[€/t]
GesteinA-3	HBM60	280.000,00	33.827,41	60.613,61	1.207.235,86	2.945.444,22	0,21	0,20		0,41
GesteinB-3	ROCF6	380.000,00	56.611,03	99.542,88	1.913.142,14	2.945.444,22	0,32	0,33		0,65
GesteinA-9	HBM60	280.000,00	55.060,65	189.417,53	2.680.322,83	8.836.332,67	0,09	0,21		0,30
GesteinB-9	ROCF6	380.000,00	102.756,70	298.628,64	4.320.860,43	8.836.332,67	0,16	0,33		0,49

Auszahlungen im Jahr sind über 20 Jahre konstant. Daher können Summenbarwerte nach der Gleichung $SBW_0 = A * \frac{q^n - 1}{q - 1} + I_0$ berechnet werden.

- A: Auszahlung [€/a]
- q: Abzinsungsfaktor (p+1)
- n: Anzahl der Jahre
- I₀: Investition in der Periode 0

Anlage 16 FMK für verschiedene Lader-Transportgerät-Kombinationen

Anlage 16.1 Modelle BuS-3

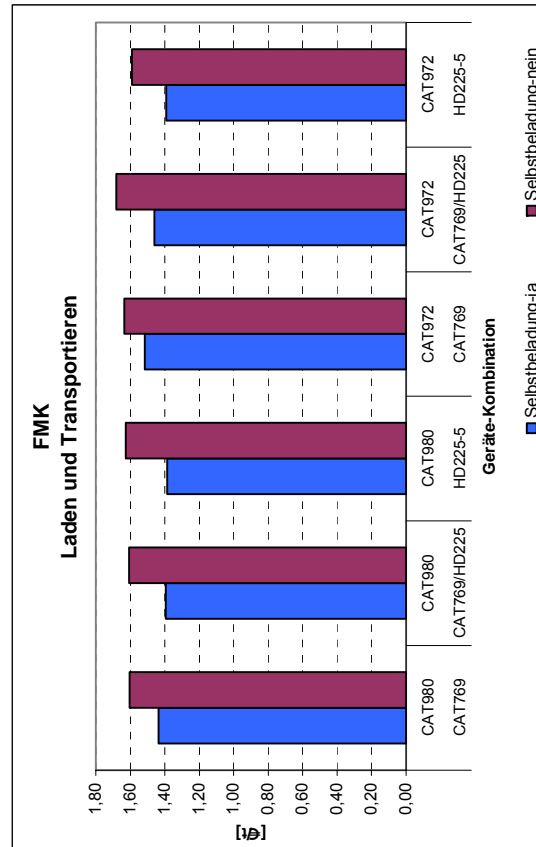
Diese Tabellen befinden sich auf CD!

Zusammenfassung der FMK
(Grenzpreis für Transportieren und Laden)
Modell BuS-3

	Transport	Laden	Sb-nein	Sb-ja
1	CAT769	CAT980	1,61	1,44
2	CAT769/HD2	CAT980	1,61	1,39
3	HD225-5	CAT980	1,63	1,39
4	CAT769	CAT972	1,63	1,52
5	CAT769/HD225	CAT972	1,68	1,46
6	HD225-5	CAT972	1,59	1,39

Förderleistung wird in den letzten Jahren nicht erbracht

Förderleistung wird in den letzten Jahren nicht erbracht



Anlage 16.2 Modelle HYHA-3

Diese Tabellen befinden sich auf CD!

Anlage 16.3 Modelle BuS-9

Diese Tabellen befinden sich auf CD!

Anlage 17 FMK für das Laden und Transportieren in den Modellen BuS-3 und HYHA-3

TGB BuS-3
 BATZ: 0,55
 Ladegerät: CA1980
 Transportgerät: CA1769
 Transportgerät, (alternativ): HD225-5
 Leistung: 300,000

JahreVolumen	FahrzeugName	BetriebskostenSKW/AlterStunde	BetriebskostenSKW1	BetriebskostenLaderAlter	BetriebskostenLaderGesAlter	BetriebskostenSKW gesAlter	SummeZahlungen	BarwertZahlungen	BarwertMasse
[€h]		[€/a]	[€/a]	[€/a]	[€/a]	[€/a]	[€/a]	[€/a]	[t/a]
1,00	CA1769	CA1980	56,1463,4	0,00	56,1463,4	156,028,92	864,673,00	864,673,00	0,00
2,00	CA1769	CA1980	77,72	0,00	56,270,02	169,927,53	212,164,85	212,164,85	277,769,37
3,00	CA1769	CA1980	52,441,17	3,461,07	56,892,24	184,529,61	223,257,60	191,407,41	267,751,96
4,00	CA1769	CA1980	51,1867,5	5,181,02	56,367,77	190,103,44	563,603,15	439,468,03	236,602,13
5,00	CA1769	CA1980	49,5115,9	7,085,71	56,617,30	196,651,40	248,471,21	181,163,70	220,715,34
6,00	CA1769	CA1980	52,2753,6	4,014,81	56,290,17	185,510,93	255,548,79	173,922,21	205,052,41
7,00	CA1769	CA1980	50,0852,2	6,451,15	56,536,37	196,472,10	241,801,00	152,376,65	189,091,83
8,00	CA1769	CA1980	51,7302,4	4,366,64	56,096,88	186,827,43	242,806,53	147,628,05	175,610,23
9,00	CA1769	CA1980	43,8062,3	12,060,24	56,412,02	220,215,20	242,806,53	131,234,72	161,631,01
10,00	CA1769	CA1980	39,0743,9	17,867,58	57,041,98	206,438,89	322,473,85	148,367,79	139,746,92
11,00	CA1769	CA1980	48,6406,0	7,644,56	56,285,21	201,243,85	300,046,00	119,152,39	118,995,95
12,00	CA1769	CA1980	41,2793,9	21,275,42	56,378,01	245,667,99	394,781,02	130,452,24	108,448,10
13,00	CA1769	CA1980	34,6059,9	15,881,31	55,881,31	238,897,71	272,668,51	92,843,22	101,437,19
14,00	CA1769	CA1980	45,367,81	10,735,32	56,103,13	216,951,35	676,965,67	210,688,66	95,269,72
15,00	CA1769	CA1980	37,213,5	16,426,71	57,158,33	265,362,34	819,303,46	819,303,46	81,128,89
16,00	CA1769	CA1980	38,354,5	14,262,27	56,316,78	268,576,61	804,128,89	804,128,89	80,128,89
17,00	CA1769	CA1980	32,187,4	16,267,2	56,354,6	268,576,61	804,128,89	804,128,89	80,128,89
18,00	CA1769	CA1980	32,1087,3	24,710,8	56,919,88	307,672,23	888,285,11	208,282,04	75,035,31
19,00	CA1769	CA1980	34,1793,4	24,438,94	56,618,28	304,593,77	961,121,55	83,676,24	69,207,11
20,00	CA1769	CA1980	33,0827,8	23,877,49	56,960,28	320,270,21	92,623,42	19,872,19	64,420,07
							4,102,463,12		
									2,942,399,86
									FMK [€]: 1,39

TGB HYHA-3
 BATZ: 0,6
 Ladegerät: CA1980
 Transportgerät: CA1769
 Transportgerät, (alternativ): HD225-5
 Leistung: 300,000

JahreVolumen	FahrzeugName	BetriebskostenSKW/AlterStunde	BetriebskostenSKW1	BetriebskostenLaderAlter	BetriebskostenLaderGesAlter	BetriebskostenSKW gesAlter	SummeZahlungen	BarwertZahlungen	BarwertMasse
[€h]		[€/a]	[€/a]	[€/a]	[€/a]	[€/a]	[€/a]	[€/a]	[t/a]
1,00	CA1769	CA1980	69,673,4	0,00	69,673,4	152,983,1	864,673,00	864,673,00	0,00
2,00	CA1769	CA1980	56,443,7	3,461,07	60,904,78	170,643,05	212,164,85	196,544,94	277,769,37
3,00	CA1769	CA1980	55,6401,9	5,181,07	60,821,98	181,114,23	652,277,98	479,875,15	267,232,14
4,00	CA1769	CA1980	54,8003,7	5,962,71	60,763,43	186,297,22	240,540,36	19,948,69	236,311,36
5,00	CA1769	CA1980	54,727,4	6,216,22	60,943,70	186,973,33	248,340,87	181,067,89	220,843,26
6,00	CA1769	CA1980	53,1900,7	6,921,63	60,111,91	195,312,44	248,917,09	168,017,62	204,220,16
7,00	CA1769	CA1980	49,5103,6	10,818,24	60,328,60	212,969,59	255,424,35	169,960,67	189,462,55
8,00	CA1769	CA1980	46,527,32	13,686,86	60,214,21	229,436,81	273,328,18	159,484,37	175,720,20
9,00	CA1769	CA1980	48,5604,5	13,794,22	60,344,65	227,318,80	289,770,75	158,491,05	162,160,12
10,00	CA1769	CA1980	48,622,51	10,190,74	58,833,24	209,956,21	289,770,75	124,965,45	138,315,55
11,00	CA1769	CA1980	43,876,64	16,394,07	60,270,71	244,326,00	304,958,71	130,637,17	128,674,54
12,00	CA1769	CA1980	54,9902,0	4,985,58	59,976,18	185,568,88	243,956,06	98,723,04	119,239,89
13,00	CA1769	CA1980	49,2405,9	20,265,4	60,525,22	270,911,25	313,434,47	121,867,77	121,968,18
14,00	CA1769	CA1980	45,571,20	14,950,74	60,525,22	270,911,25	643,868,36	219,161,66	102,002,90
15,00	CA1769	CA1980	37,724,93	22,027,03	60,133,96	258,269,80	347,961,47	109,691,97	93,481,26
16,00	CA1769	CA1980	46,894,43	17,396,10	58,286,53	265,573,94	513,242,39	91,432,47	88,097,05
17,00	CA1769	CA1980	38,250,6	24,272,3	58,520,6	293,792,9	640,303,81	84,053,46	84,053,46
18,00	CA1769	CA1980	38,250,6	24,272,3	58,520,6	293,792,9	640,303,81	204,468,30	75,143,36
19,00	CA1769	CA1980	35,243,3	24,922,8	60,166,12	310,126,5	694,521,51	573,972,35	69,452,51
20,00	CA1769	CA1980	34,241,23	26,253,4	61,594,63	326,327,02	102,216,93	21,930,46	64,302,79
							7,144,156,81		
									2,944,156,81
									FMK [€]: 1,41

Anlage 18 FMK für das Vorberechnen in den Modellen BuS-3

Zahlungsströme für das Brechen im Modell BuS A-3

JahreVolumen	BrecherName	Masse [t/a]	ZeitBrecherJahr [h/a]	BetriebskostenBrecher [€/a]	Investition [€]	BarwertZahlung [€/a]	Barwertmasse [t/a]
					794.400,00	794.400,00	0,00
1	ZWB1612-A	299.980,98	1.576,33	130.667,38		120.988,31	277.760,17
2	ZWB1612-A	300.641,89	1.674,86	134.862,31		115.622,69	257.751,96
3	ZWB1612-A	298.050,54	1.696,00	135.762,59		107.772,72	236.602,13
4	ZWB1612-A	300.280,79	1.696,00	135.762,59		99.789,56	220.715,34
5	ZWB1612-A	301.289,26	1.696,00	135.762,59		92.397,74	205.052,41
6	ZWB1612-A	300.064,97	1.696,00	135.762,59		85.553,46	189.091,83
7	ZWB1612-A	300.965,07	1.696,00	135.762,59		79.216,17	175.610,23
8	ZWB1612-A	298.982,62	1.696,00	135.762,59		73.348,30	161.531,01
9	ZWB1612-A	299.251,48	1.696,00	135.762,59		67.915,10	149.700,24
10	ZWB1612-A	301.703,11	1.696,00	135.762,59		62.884,35	139.746,92
11	ZWB1612-A	299.419,68	1.696,00	135.762,59		58.226,25	128.415,97
12	ZWB1612-A	298.644,77	1.696,00	135.762,59		53.913,19	118.595,95
13	ZWB1612-A	294.938,02	1.696,00	135.762,59		49.919,62	108.448,10
14	ZWB1612-A	297.940,66	1.696,00	135.762,59		46.221,87	101.437,19
15	ZWB1612-A	302.246,57	1.696,00	135.762,59		42.798,03	95.280,72
16	ZWB1612-A	298.497,55	1.696,00	135.762,59		39.627,81	87.128,59
17	ZWB1612-A	299.215,34	1.696,00	135.762,59		36.692,41	80.868,62
18	ZWB1612-A	299.842,56	1.696,00	135.762,59		33.974,46	75.035,31
19	ZWB1612-A	298.677,19	1.696,00	135.762,59		31.457,83	69.207,11
20	ZWB1612-A	300.259,20	1.696,00	135.762,59		29.127,62	64.420,07
						2.121.847,49	2.942.399,86

FMK [€/t]: 0,72

Zahlungsströme für das Brechen im Modell BuS B -3

JahreVolumen	BrecherName	Masse [t/a]	ZeitBrecherJahr [h/a]	BetriebskostenBrecher [€/a]	Investition [€]	BarwertZahlung [€/a]	Barwertmasse [t/a]
					868.400,00	868.400,00	0,00
1	ZWB1612-B	299.980,98	1.576,33	144.248,34		133.563,28	277.760,17
2	ZWB1612-B	300.641,89	1.674,86	148.922,11		127.676,71	257.751,96
3	ZWB1612-B	298.050,54	1.696,00	149.925,15		119.015,42	236.602,13
4	ZWB1612-B	300.280,79	1.696,00	149.925,15		110.199,46	220.715,34
5	ZWB1612-B	301.289,26	1.696,00	149.925,15		102.036,54	205.052,41
6	ZWB1612-B	300.064,97	1.696,00	149.925,15		94.478,28	189.091,83
7	ZWB1612-B	300.965,07	1.696,00	149.925,15		87.479,89	175.610,23
8	ZWB1612-B	298.982,62	1.696,00	149.925,15		80.999,89	161.531,01
9	ZWB1612-B	299.251,48	1.696,00	149.925,15		74.999,90	149.700,24
10	ZWB1612-B	301.703,11	1.696,00	149.925,15		69.444,35	139.746,92
11	ZWB1612-B	299.419,68	1.696,00	149.925,15		64.300,33	128.415,97
12	ZWB1612-B	298.644,77	1.696,00	149.925,15		59.537,34	118.595,95
13	ZWB1612-B	294.938,02	1.696,00	149.925,15		55.127,17	108.448,10
14	ZWB1612-B	297.940,66	1.696,00	149.925,15		51.043,67	101.437,19
15	ZWB1612-B	302.246,57	1.696,00	149.925,15		47.262,66	95.280,72
16	ZWB1612-B	298.497,55	1.696,00	149.925,15		43.761,72	87.128,59
17	ZWB1612-B	299.215,34	1.696,00	149.925,15		40.520,11	80.868,62
18	ZWB1612-B	299.842,56	1.696,00	149.925,15		37.518,62	75.035,31
19	ZWB1612-B	298.677,19	1.696,00	149.925,15		34.739,47	69.207,11
20	ZWB1612-B	300.259,20	1.696,00	149.925,15		32.166,17	64.420,07
						2.334.270,97	2.942.399,86

FMK [€/t]: 0,79

Forstsetzung

TagebauName	Jahr	RephinstandhaltungBaggerX	Laufwerkskosten1	Laufwerkskosten1	EnergiekostenBaggerX	EnergiekostenBagger1	BetriebsstoffBaggerX	BetriebsstoffBagger1	BetriebsstoffBaggerX	LohnkostenBagger	LohnkostenBagger	LohnkostenBaggerX	RephinstandhaltungYHA1	RephinstandhaltungYHAX
		[€/a]	[€/a]	[€/a]	[€/a]	[€/a]	[€/a]	[€/a]	[€/a]	[€/a]	[€/a]	[€/a]	[€/a]	[€/a]
GestirnA-3	1.00	0,00	10,297,27	0,00	112,664,27	0,00	16,899,64	0,00	0,00	42,004,02	0,00	0,00	57,716,64	0,00
GestirnA-3	2.00	0,00	10,315,83	0,00	112,867,31	0,00	16,930,10	0,00	0,00	42,136,83	0,00	0,00	57,820,64	0,00
GestirnA-3	3.00	0,00	10,234,99	0,00	111,982,80	0,00	16,797,42	0,00	0,00	41,809,59	0,00	0,00	57,387,53	0,00
GestirnA-3	4.00	0,00	10,334,92	0,00	113,076,20	0,00	16,961,43	0,00	0,00	42,217,92	0,00	0,00	57,927,67	0,00
GestirnA-3	5.00	0,00	10,316,89	0,00	112,878,91	0,00	16,931,84	0,00	0,00	42,144,16	0,00	0,00	57,826,69	0,00
GestirnA-3	6.00	0,00	10,337,07	0,00	113,099,67	0,00	16,964,95	0,00	0,00	42,236,98	0,00	0,00	57,939,69	0,00
GestirnA-3	7.00	0,00	10,354,27	0,00	113,281,67	0,00	16,993,18	0,00	0,00	42,286,44	0,00	0,00	58,038,11	0,00
GestirnA-3	8.00	0,00	10,319,66	0,00	112,900,26	0,00	16,936,36	0,00	0,00	42,145,48	0,00	0,00	57,842,15	0,00
GestirnA-3	9.00	0,00	10,341,67	0,00	113,150,22	0,00	16,972,56	0,00	0,00	42,245,38	0,00	0,00	57,905,48	0,00
GestirnA-3	10.00	0,00	10,266,92	0,00	112,500,26	0,00	16,849,82	0,00	0,00	41,940,01	0,00	0,00	57,546,46	0,00
GestirnA-3	11.00	0,00	10,315,38	0,00	112,832,13	0,00	16,932,36	0,00	0,00	42,138,03	0,00	0,00	57,818,16	0,00
GestirnA-3	12.00	0,00	10,323,68	0,00	112,865,43	0,00	16,942,98	0,00	0,00	42,171,38	0,00	0,00	57,864,64	0,00
GestirnA-3	13.00	0,00	10,338,81	0,00	113,116,71	0,00	16,967,31	0,00	0,00	42,233,09	0,00	0,00	57,949,44	0,00
GestirnA-3	14.00	0,00	10,307,93	0,00	112,704,32	0,00	16,893,69	0,00	0,00	42,078,37	0,00	0,00	57,737,18	0,00
GestirnA-3	15.00	0,00	10,196,89	0,00	111,563,89	0,00	16,734,56	0,00	0,00	41,655,11	0,00	0,00	57,152,83	0,00
GestirnA-3	16.00	0,00	10,379,85	0,00	113,523,98	0,00	17,028,60	0,00	0,00	42,385,00	0,00	0,00	58,157,06	0,00
GestirnA-3	17.00	0,00	10,314,39	0,00	112,851,98	0,00	16,927,74	0,00	0,00	42,133,95	0,00	0,00	57,812,60	0,00
GestirnA-3	18.00	0,00	10,320,11	0,00	112,814,14	0,00	16,937,12	0,00	0,00	42,157,31	0,00	0,00	57,844,65	0,00
GestirnA-3	19.00	0,00	10,305,54	0,00	112,754,78	0,00	16,913,21	0,00	0,00	42,097,79	0,00	0,00	57,782,98	0,00
GestirnA-3	20.00	0,00	10,304,72	0,00	112,745,90	0,00	16,911,87	0,00	0,00	42,094,46	0,00	0,00	57,778,41	0,00

TagebauName	Jahr	RephinstandhaltungBaggerX	Laufwerkskosten1	Laufwerkskosten1	EnergiekostenBaggerX	EnergiekostenBagger1	BetriebsstoffBaggerX	BetriebsstoffBagger1	BetriebsstoffBaggerX	LohnkostenBagger	LohnkostenBagger	LohnkostenBaggerX	RephinstandhaltungYHA1	RephinstandhaltungYHAX
		[€/a]	[€/a]	[€/a]	[€/a]	[€/a]	[€/a]	[€/a]	[€/a]	[€/a]	[€/a]	[€/a]	[€/a]	[€/a]
GestirnB-3	1.00	32,214,57	10,379,52	7,244,66	113,564,16	79,265,06	17,034,62	17,034,62	11,889,76	42,400,00	29,594,18	29,594,18	58,177,65	40,806,60
GestirnB-3	2.00	32,385,81	10,379,52	7,276,42	113,564,16	79,612,59	17,034,62	17,034,62	11,941,99	42,400,00	29,723,93	29,723,93	58,177,65	40,784,64
GestirnB-3	3.00	31,740,55	10,379,52	7,136,05	113,564,16	79,095,71	17,034,62	17,034,62	11,714,91	42,400,00	29,158,72	29,158,72	58,177,65	40,009,09
GestirnB-3	4.00	32,901,11	10,379,52	7,309,10	113,564,16	79,970,11	17,034,62	17,034,62	11,995,52	42,400,00	29,857,42	29,857,42	58,177,65	40,997,79
GestirnB-3	5.00	32,363,88	10,379,52	7,276,20	113,564,16	79,632,44	17,034,62	17,034,62	11,944,97	42,400,00	29,731,35	29,731,35	58,177,65	40,794,81
GestirnB-3	6.00	32,617,44	10,379,52	7,312,77	113,564,16	80,010,26	17,034,62	17,034,62	12,001,54	42,400,00	29,872,42	29,872,42	58,177,65	40,886,37
GestirnB-3	7.00	32,648,35	10,379,52	7,342,21	113,564,16	80,332,36	17,034,62	17,034,62	12,049,96	42,400,00	29,992,68	29,992,68	58,177,65	41,153,38
GestirnB-3	8.00	32,384,98	10,379,52	7,292,98	113,564,16	79,684,38	17,034,62	17,034,62	11,962,96	42,400,00	29,740,74	29,740,74	58,177,65	40,821,41
GestirnB-3	9.00	32,662,68	10,379,52	7,320,64	113,564,16	80,095,48	17,034,62	17,034,62	12,014,47	42,400,00	29,904,59	29,904,59	58,177,65	41,032,51
GestirnB-3	10.00	31,983,54	10,379,52	7,192,70	113,564,16	78,686,62	17,034,62	17,034,62	11,894,46	42,400,00	29,381,95	29,381,95	58,177,65	40,915,39
GestirnB-3	11.00	32,392,41	10,379,52	7,276,68	113,564,16	79,692,23	17,034,62	17,034,62	11,930,53	42,400,00	29,730,31	29,730,31	58,177,65	40,763,35
GestirnB-3	12.00	32,415,53	10,379,52	7,286,86	113,564,16	79,756,54	17,034,62	17,034,62	11,963,55	42,400,00	29,783,60	29,783,60	58,177,65	40,659,52
GestirnB-3	13.00	32,530,88	10,379,52	7,315,74	113,564,16	80,042,86	17,034,62	17,034,62	12,006,45	42,400,00	29,894,58	29,894,58	58,177,65	41,003,09
GestirnB-3	14.00	32,242,43	10,379,52	7,250,92	113,564,16	79,333,61	17,034,62	17,034,62	11,900,94	42,400,00	29,619,18	29,619,18	58,177,65	40,641,72
GestirnB-3	15.00	31,449,01	10,379,52	7,072,49	113,564,16	77,381,38	17,034,62	17,034,62	11,607,21	42,400,00	28,990,30	28,990,30	58,177,65	39,641,61
GestirnB-3	16.00	32,672,98	10,379,52	7,379,14	113,564,16	80,736,48	17,034,62	17,034,62	12,110,47	42,400,00	30,143,55	30,143,55	58,177,65	41,386,40
GestirnB-3	17.00	32,344,86	10,379,52	7,273,98	113,564,16	79,595,66	17,034,62	17,034,62	11,937,95	42,400,00	29,713,88	29,713,88	58,177,65	40,776,84
GestirnB-3	18.00	32,388,39	10,379,52	7,283,74	113,564,16	79,692,74	17,034,62	17,034,62	11,965,91	42,400,00	29,753,96	29,753,96	58,177,65	40,825,70
GestirnB-3	19.00	32,277,50	10,379,52	7,256,81	113,564,16	79,419,50	17,034,62	17,034,62	11,912,98	42,400,00	29,651,99	29,651,99	58,177,65	40,865,92
GestirnB-3	20.00	32,271,29	10,379,52	7,257,41	113,564,16	79,404,61	17,034,62	17,034,62	11,910,99	42,400,00	29,646,29	29,646,29	58,177,65	40,876,09

Fortsetzung

TagbauName	Jahr	MeißelkostenHYHA1 [€/a]	MeißelkostenHYHAX [€/a]	BetriebskostenBaggerHYHA1 [€/a]	BetriebskostenBaggerHYHAX [€/a]	BetriebskostenBaggerHYHA [€/a]	BetriebskostenBaggerHYHAX [€/a]	BetriebskostenBaggerHYHA [€/a]	BetriebskostenBaggerHYHAX [€/a]	BarwertZahlungen [€/a]	BarwertMasse [€/a]
Gesteira-3	1,00	24.038,58	0,00	309.466,94	0,00	309.466,94	0,00	309.466,94	0,00	720.360,00	0,00
Gesteira-3	2,00	24.079,90	0,00	310.024,68	0,00	310.024,68	0,00	310.024,68	0,00	286.543,47	277,310,93
Gesteira-3	3,00	23.891,19	0,00	307.995,10	0,00	307.995,10	0,00	307.995,10	0,00	266.796,19	257,232,14
Gesteira-3	4,00	24.124,47	0,00	310.969,46	0,00	310.969,46	0,00	310.969,46	0,00	244.178,91	238,311,37
Gesteira-3	5,00	24.082,38	0,00	310.056,55	0,00	310.056,55	0,00	310.056,55	0,00	404.794,51	220,943,25
Gesteira-3	6,00	24.129,47	0,00	311.862,93	0,00	311.862,93	0,00	311.862,93	0,00	211.019,28	204,220,16
Gesteira-3	7,00	24.169,03	0,00	311.179,87	0,00	311.179,87	0,00	311.179,87	0,00	186.770,34	189,482,95
Gesteira-3	8,00	24.088,95	0,00	310.139,90	0,00	310.139,90	0,00	310.139,90	0,00	181.570,47	175,720,20
Gesteira-3	9,00	24.140,22	0,00	310.891,21	0,00	310.891,21	0,00	310.891,21	0,00	297.288,30	162,160,12
Gesteira-3	10,00	23.965,72	0,00	308.595,64	0,00	308.595,64	0,00	308.595,64	0,00	396.717,55	159,468,43
Gesteira-3	11,00	24.078,86	0,00	310.011,27	0,00	310.011,27	0,00	310.011,27	0,00	148.620,60	138,315,55
Gesteira-3	12,00	24.098,22	0,00	310.260,52	0,00	310.260,52	0,00	310.260,52	0,00	132.968,62	128,674,54
Gesteira-3	13,00	24.133,54	0,00	310.715,21	0,00	310.715,21	0,00	310.715,21	0,00	123.208,72	119,298,69
Gesteira-3	14,00	24.045,13	0,00	309.576,98	0,00	309.576,98	0,00	309.576,98	0,00	202.540,96	110,968,18
Gesteira-3	15,00	23.801,78	0,00	306.443,87	0,00	306.443,87	0,00	306.443,87	0,00	106.398,69	102,002,90
Gesteira-3	16,00	24.220,00	0,00	311.826,41	0,00	311.826,41	0,00	311.826,41	0,00	96.603,89	93,491,28
Gesteira-3	17,00	24.076,54	0,00	309.981,46	0,00	309.981,46	0,00	309.981,46	0,00	91.019,74	88,097,05
Gesteira-3	18,00	24.089,89	0,00	310.153,31	0,00	310.153,31	0,00	310.153,31	0,00	148.675,34	141,078,99
Gesteira-3	19,00	24.056,88	0,00	309.715,44	0,00	309.715,44	0,00	309.715,44	0,00	197.795,16	187,114,76
Gesteira-3	20,00	24.053,98	0,00	309.650,91	0,00	309.650,91	0,00	309.650,91	0,00	71.764,80	69,452,51
										9.774,58	64.302,79
										4.526.700,14	2.944.156,59
											FMK [€]:
											1,54

TagbauName	Jahr	MeißelkostenHYHA1 [€/a]	MeißelkostenHYHAX [€/a]	BetriebskostenBaggerHYHA1 [€/a]	BetriebskostenBaggerHYHAX [€/a]	BetriebskostenBaggerHYHA [€/a]	BetriebskostenBaggerHYHAX [€/a]	BetriebskostenBaggerHYHA [€/a]	BetriebskostenBaggerHYHAX [€/a]	BarwertZahlungen [€/a]	BarwertMasse [€/a]
Gesteira-B-3	1,00	24.228,57	16.910,96	311.939,79	217.725,80	311.939,79	217.725,80	311.939,79	217.725,80	1.440.720,00	0,00
Gesteira-B-3	2,00	24.228,57	16.985,11	311.939,79	218.696,38	311.939,79	218.696,38	311.939,79	218.696,38	490.430,18	277,310,93
Gesteira-B-3	3,00	24.228,57	16.662,12	311.939,79	214.522,05	311.939,79	214.522,05	311.939,79	214.522,05	454.920,41	257,232,14
Gesteira-B-3	4,00	24.228,57	17.061,38	311.939,79	219.667,42	311.939,79	219.667,42	311.939,79	219.667,42	417.921,59	238,311,37
Gesteira-B-3	5,00	24.228,57	16.989,34	311.939,79	218.734,92	311.939,79	218.734,92	311.939,79	218.734,92	567.238,12	220,943,25
Gesteira-B-3	6,00	24.228,57	17.069,95	311.939,79	219.772,77	311.939,79	219.772,77	311.939,79	219.772,77	361.167,61	204,220,16
Gesteira-B-3	7,00	24.228,57	17.138,67	311.939,79	220.857,53	311.939,79	220.857,53	311.939,79	220.857,53	488.394,81	189,482,95
Gesteira-B-3	8,00	24.228,57	17.000,42	311.939,79	218.877,58	311.939,79	218.877,58	311.939,79	218.877,58	310.764,84	175,720,20
Gesteira-B-3	9,00	24.228,57	17.088,34	311.939,79	220.009,44	311.939,79	220.009,44	311.939,79	220.009,44	506.346,12	162,160,12
Gesteira-B-3	10,00	24.228,57	16.769,69	311.939,79	216.164,35	311.939,79	216.164,35	311.939,79	216.164,35	244.613,94	138,315,55
Gesteira-B-3	11,00	24.228,57	16.983,32	311.939,79	218.657,42	311.939,79	218.657,42	311.939,79	218.657,42	227.563,62	128,674,54
Gesteira-B-3	12,00	24.228,57	17.016,46	311.939,79	219.084,03	311.939,79	219.084,03	311.939,79	219.084,03	401.596,38	119,298,69
Gesteira-B-3	13,00	24.228,57	17.076,90	311.939,79	219.862,25	311.939,79	219.862,25	311.939,79	219.862,25	372.125,39	110,568,18
Gesteira-B-3	14,00	24.228,57	16.929,69	311.939,79	217.914,00	311.939,79	217.914,00	311.939,79	217.914,00	189.394,26	102,002,90
Gesteira-B-3	15,00	24.228,57	16.929,69	311.939,79	219.862,25	311.939,79	219.862,25	311.939,79	219.862,25	166.341,27	93,491,28
Gesteira-B-3	16,00	24.228,57	17.224,89	311.939,79	221.767,54	311.939,79	221.767,54	311.939,79	221.767,54	228.672,53	86,097,05
Gesteira-B-3	17,00	24.228,57	16.979,36	311.939,79	218.668,40	311.939,79	218.668,40	311.939,79	218.668,40	143.998,69	81,078,99
Gesteira-B-3	18,00	24.228,57	17.002,21	311.939,79	218.900,54	311.939,79	218.900,54	311.939,79	218.900,54	313.111,42	75,114,76
Gesteira-B-3	19,00	24.228,57	16.944,00	311.939,79	218.151,10	311.939,79	218.151,10	311.939,79	218.151,10	122.828,22	69,452,51
Gesteira-B-3	20,00	24.228,57	16.940,74	311.939,79	218.108,12	311.939,79	218.108,12	311.939,79	218.108,12	26.141,39	64.302,79
										7.876.374,89	2.944.156,59
											FMK [€]:
											2,67

Anlage 20 FMK für das Vorbrechen in den Modellen HYHA-3

Zahlungsströme für das Brechen im Modell HYHA A-3

JahreVolumen	BrecherName	Masse [t/a]	ZeitBrecherJahr [h/a]	BetriebskostenBrecher [€/a]	Investition [€]	BarwertZahlung [€/a]	Barwertmasse [t/a]
					794.400,00	794.400,00	0,00
1,00	ZWB1612-A	299.495,81	1.576,32	129.901,01		120.278,71	277.310,94
2,00	ZWB1612-A	300.035,57	1.696,00	134.938,34		115.687,88	257.232,14
3,00	ZWB1612-A	297.684,26	1.696,00	134.938,34		107.118,40	236.311,36
4,00	ZWB1612-A	300.590,86	1.696,00	134.938,34		99.183,71	220.943,26
5,00	ZWB1612-A	300.066,41	1.696,00	134.938,34		91.836,77	204.220,16
6,00	ZWB1612-A	300.653,26	1.696,00	134.938,34		85.034,04	189.462,55
7,00	ZWB1612-A	301.153,54	1.696,00	134.938,34		78.735,23	175.720,20
8,00	ZWB1612-A	300.147,07	1.696,00	134.938,34		72.902,99	162.160,12
9,00	ZWB1612-A	300.787,08	1.696,00	134.938,34		67.502,77	150.468,43
10,00	ZWB1612-A	298.612,90	1.696,00	134.938,34		62.502,56	138.315,55
11,00	ZWB1612-A	300.022,58	1.696,00	134.938,34		57.872,74	128.674,54
12,00	ZWB1612-A	300.263,81	1.696,00	134.938,34		53.585,87	119.238,89
13,00	ZWB1612-A	300.703,85	1.696,00	134.938,34		49.616,55	110.568,18
14,00	ZWB1612-A	299.602,27	1.696,00	134.938,34		45.941,25	102.002,90
15,00	ZWB1612-A	296.570,14	1.696,00	134.938,34		42.538,19	93.491,28
16,00	ZWB1612-A	301.781,18	1.696,00	134.938,34		39.387,22	88.087,05
17,00	ZWB1612-A	299.993,74	1.696,00	134.938,34		36.469,64	81.078,99
18,00	ZWB1612-A	300.160,06	1.696,00	134.938,34		33.768,19	75.114,76
19,00	ZWB1612-A	299.736,29	1.696,00	134.938,34		31.266,84	69.452,51
20,00	ZWB1612-A	299.712,55	1.696,00	134.938,34		28.950,78	64.302,79
						2.114.580,32	2.944.156,61

FMK [€t] 0,72

Zahlungsströme für das Brechen im Modell HYHA B-3

JahreVolumen	BrecherName	Masse [t/a]	ZeitBrecherJahr [h/a]	BetriebskostenBrecher [€/a]	Investition [€]	BarwertZahlung [€/a]	Barwertmasse [t/a]
					868.400,00	868.400,00	0,00
1,00	ZWB1612-B	299.495,81	1.576,32	142.971,22		132.380,76	277.310,94
2,00	ZWB1612-B	300.035,57	1.696,00	148.551,39		127.358,87	257.232,14
3,00	ZWB1612-B	297.684,26	1.696,00	148.551,39		117.924,88	236.311,36
4,00	ZWB1612-B	300.590,86	1.696,00	148.551,39		109.189,71	220.943,26
5,00	ZWB1612-B	300.066,41	1.696,00	148.551,39		101.101,58	204.220,16
6,00	ZWB1612-B	300.653,26	1.696,00	148.551,39		93.612,57	189.462,55
7,00	ZWB1612-B	301.153,54	1.696,00	148.551,39		86.678,31	175.720,20
8,00	ZWB1612-B	300.147,07	1.696,00	148.551,39		80.257,69	162.160,12
9,00	ZWB1612-B	300.787,08	1.696,00	148.551,39		74.312,68	150.468,43
10,00	ZWB1612-B	298.612,90	1.696,00	148.551,39		68.808,04	138.315,55
11,00	ZWB1612-B	300.022,58	1.696,00	148.551,39		63.711,14	128.674,54
12,00	ZWB1612-B	300.263,81	1.696,00	148.551,39		58.991,80	119.238,89
13,00	ZWB1612-B	300.703,85	1.696,00	148.551,39		54.622,04	110.568,18
14,00	ZWB1612-B	299.602,27	1.696,00	148.551,39		50.575,96	102.002,90
15,00	ZWB1612-B	296.570,14	1.696,00	148.551,39		46.829,59	93.491,28
16,00	ZWB1612-B	301.781,18	1.696,00	148.551,39		43.360,73	88.087,05
17,00	ZWB1612-B	299.993,74	1.696,00	148.551,39		40.148,83	81.078,99
18,00	ZWB1612-B	300.160,06	1.696,00	148.551,39		37.174,84	75.114,76
19,00	ZWB1612-B	299.736,29	1.696,00	148.551,39		34.421,15	69.452,51
20,00	ZWB1612-B	299.712,55	1.696,00	148.551,39		31.871,43	64.302,79
						2.321.732,62	2.944.156,61

FMK [€t] 0,79

Anlage 21 FMK für das Laden und Transportieren im Modell BuS-9

Modell BuS-3
BATZ: 0,55

FMK Lader und SKW
p: 0,08
LadegerätName: CAT988
FahrzeugName: CAT773

JahreVolumen	FahrzeugName	LadegerätName	Selbstbeladung	AnzahlSKWLa	BetriebskoLader [€/a]	ZeitLaden [h/a]	Betriebszeit Lader [h]	Investition Lader [€]	Summe von ZeitSKW [h/a]	ZeitSKW1 [h/a]	Betriebszeit SKW1 [h]	Investition SKW1 [€]	ZeitSKW2=SkWn [h/a]	Zeit SKW 2 [h/a]	Betriebszeit SKW2 [h]	Investition SKW2 [€]
1,00	CAT773	CAT988	nein	2,00	260.007,41	1.339,07	1.686,00	613.601,00	2.835,37	1.686,00	1.686,00	614.614,00	1.139,37	1.139,37	1.139,37	614.614,00
2,00	CAT773	CAT988	nein	2,00	260.038,28	1.340,12	3.392,00		3.212,60	1.696,00	3.392,00		1.516,60	1.516,60	1.516,60	
3,00	CAT773	CAT988	nein	3,00	260.039,32	1.340,16	5.088,00		3.565,29	1.696,00	5.088,00		1.73,29	1.696,00	4.351,97	
4,00	CAT773	CAT988	nein	3,00	260.054,48	1.340,67	6.784,00		3.448,38	1.686,00	6.784,00		56,38	1.686,00	6.047,97	
5,00	CAT773	CAT988	nein	3,00	259.926,24	1.336,31	8.480,00		4.039,31	1.696,00	8.480,00		647,31	1.696,00	7.743,97	
6,00	CAT773	CAT988	nein	2,00	260.034,39	1.339,99	10.176,00	613.601,00	3.290,30	1.696,00	10.176,00		1.594,30	1.594,30	9.338,27	
7,00	CAT773	CAT988	nein	3,00	260.012,92	1.339,26	11.872,00		4.384,98	1.696,00	11.872,00		992,98	1.696,00	11.034,27	
8,00	CAT773	CAT988	nein	3,00	260.256,41	1.347,53	13.568,00		3.445,71	1.696,00	13.568,00		53,71	1.696,00	12.730,27	
9,00	CAT773	CAT988	nein	3,00	259.915,68	1.335,96	15.264,00		4.760,07	1.696,00	15.264,00	614.614,00	1.368,07	1.696,00	14.426,27	
10,00	CAT773	CAT988	nein	3,00	260.029,27	1.339,82	16.960,00		3.470,73	1.696,00	16.960,00		78,73	1.696,00	16.122,27	
11,00	CAT773	CAT988	nein	3,00	260.084,23	1.341,68	18.656,00		4.957,70	1.696,00	18.656,00		1.565,70	1.696,00	17.818,27	
12,00	CAT773	CAT988	nein	3,00	260.035,78	1.340,04	20.352,00	613.601,00	3.518,95	1.696,00	20.352,00		126,95	1.696,00	19.514,27	
13,00	CAT773	CAT988	nein	3,00	260.032,46	1.339,92	22.048,00		4.278,69	1.696,00	22.048,00		886,69	1.696,00	21.210,27	
14,00	CAT773	CAT988	nein	3,00	260.010,25	1.339,17	23.744,00		4.107,96	1.696,00	23.744,00		715,96	1.696,00	22.906,27	
15,00	CAT773	CAT988	nein	3,00	260.061,97	1.340,93	25.440,00		4.046,50	1.696,00	25.440,00		654,50	1.696,00	24.602,27	
16,00	CAT773	CAT988	nein	3,00	260.031,41	1.339,89	27.136,00		4.483,43	1.696,00	27.136,00		1.091,43	1.696,00	26.298,27	
17,00	CAT773	CAT988	nein	3,00	259.999,53	1.338,80	28.832,00		4.574,63	1.696,00	28.832,00		1.182,63	1.696,00	27.994,27	
18,00	CAT773	CAT988	nein	4,00	260.040,29	1.340,19	30.528,00	613.601,00	5.145,02	1.696,00	30.528,00	614.614,00	57,02	1.696,00	29.690,27	
19,00	CAT773	CAT988	nein	4,00	260.039,60	1.340,17	32.224,00		5.455,44	1.696,00	32.224,00		367,44	1.696,00	31.386,27	
20,00	CAT773	CAT988	nein	3,00	260.060,35	1.340,87	33.920,00	-306.800,50	5.051,97	1.696,00	33.920,00	-307.307,00	1.659,97	1.696,00	33.082,27	

Fortsetzung

JahreVolumen	FahrzeugName	LadegerätName	Zeit SKW3 [h/a]	Betriebszeit SKW3 [h]	Investition SKW3 [€]	Zeit SKW4 [h/a]	Betriebszeit SKW4 [h]	Investition SKW4 [€]	BetriebskostenSKW1 [€/a]	BetriebskostenSKW2 [€/a]	Betriebskosten+Invest [€/a]	Barwert Zahlungen [€/a]	Masse [t/a]	Barwert Masse [t/a]
1,00	CAT773	CAT988	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	205.386,58	137.978,69	1.842.829,00	558.678,41	899.229,53	832.619,94
2,00	CAT773	CAT988	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	207.482,97	185.536,31	603.372,68	559.933,74	899.933,74	771.548,13
3,00	CAT773	CAT988	173,29	173,29	614.614,00	0,00	0,00	424.008,66	21.662,03	1.320.324,03	1.048.115,78	899.957,47	714.415,26	661.749,93
4,00	CAT773	CAT988	56,38	229,67	876,98	0,00	0,00	421.087,07	6.998,51	888.140,06	505.803,49	900.303,48	610.739,95	524.765,12
5,00	CAT773	CAT988	647,31	876,98	1.869,96	0,00	0,00	435.068,07	83.025,91	718.020,22	529.507,49	897.377,35	567.054,96	488.895,32
6,00	CAT773	CAT988	992,98	1.869,96	3.291,74	0,00	0,00	438.268,63	128.300,04	826.581,59	482.302,42	899.355,19	524.765,12	448.791,54
7,00	CAT773	CAT988	53,71	1.923,67	3.291,74	0,00	0,00	421.347,58	6.672,06	888.276,05	371.854,13	904.911,12	610.739,95	448.791,54
8,00	CAT773	CAT988	1.368,07	3.291,74	3.370,47	0,00	0,00	441.445,40	178.044,61	2.108.633,69	1.054.841,83	897.136,37	448.791,54	387.897,20
10,00	CAT773	CAT988	76,73	3.370,47	4.936,17	0,00	0,00	440.857,71	203.494,30	904.436,24	320.546,04	899.728,22	416.748,25	366.415,84
11,00	CAT773	CAT988	1.565,70	4.936,17	5.063,12	0,00	0,00	422.145,54	15.799,24	1.311.591,56	520.847,08	899.876,88	357.353,49	330.854,96
12,00	CAT773	CAT988	126,95	5.063,12	5.949,81	0,00	0,00	433.400,07	113.293,51	806.726,04	296.631,49	899.800,99	330.854,96	306.174,62
13,00	CAT773	CAT988	886,69	5.949,81	6.665,77	0,00	0,00	429.205,36	90.593,70	719.809,31	265.494,69	899.294,14	306.174,62	283.867,04
14,00	CAT773	CAT988	715,96	6.665,77	7.320,27	0,00	0,00	430.665,67	83.098,18	713.825,82	243.942,17	900.474,26	283.867,04	262.636,34
15,00	CAT773	CAT988	1.091,43	8.411,70	8.411,70	0,00	0,00	432.367,65	139.121,68	831.520,74	242.712,98	899.777,02	262.636,34	242.985,19
16,00	CAT773	CAT988	1.182,63	9.594,33	9.594,33	0,00	0,00	435.202,59	151.734,95	846.937,07	228.900,79	899.049,58	242.985,19	225.219,06
17,00	CAT773	CAT988	1.696,00	11.290,33	11.290,33	57,02	57,02	657.975,24	7.373,50	2.153.604,03	538.937,32	899.979,77	225.219,06	193.187,22
18,00	CAT773	CAT988	1.696,00	12.986,33	12.986,33	367,44	424,46	666.133,39	48.106,38	974.279,37	64.839,85	900.437,35	208.532,49	187.187,22
19,00	CAT773	CAT988	1.659,97	14.646,30	14.646,30	0,00	424,46	440.628,59	215.634,33	902.215,77	11.087.301,15	8.834.554,64	1.26	1.26
20,00	CAT773	CAT988	1.659,97	14.646,30	14.646,30	0,00	424,46	440.628,59	215.634,33	902.215,77	11.087.301,15	8.834.554,64	1.26	1.26

FMK Lader und SKW

p: 0,08
 LadegerätName: CAT988
 FahrzeugName: CAT773

Anlage 22 FMK für das Vorberechnen in den Modellen BuS-9

Zahlungsströme für das Vorberechnen im Modell BuS A-9

JahreVolumen	BrecherName	Masse [t/a]	ZeitBrecher [h/a]	BetriebskostenBrecher [€/a]	Investition [€]	BarwertZahlung [€/a]	BarwertMasse [t/a]
					1.535.600,00	1.535.600,00	0,00
1,00	ZWB2022-A	899.229,53	1.696,00	238.881,54		221.186,61	832.619,94
2,00	ZWB2022-A	899.933,74	1.696,00	238.881,54		204.802,42	771.548,13
3,00	ZWB2022-A	899.957,47	1.696,00	238.881,54		189.631,87	714.415,26
4,00	ZWB2022-A	900.303,48	1.696,00	238.881,54		175.585,06	661.749,93
5,00	ZWB2022-A	897.377,35	1.696,00	238.881,54		162.578,76	610.739,95
6,00	ZWB2022-A	899.844,96	1.696,00	238.881,54		150.535,89	567.054,96
7,00	ZWB2022-A	899.355,19	1.696,00	238.881,54		139.385,08	524.765,12
8,00	ZWB2022-A	904.911,12	1.696,00	238.881,54		129.060,26	488.895,32
9,00	ZWB2022-A	897.136,37	1.696,00	238.881,54		119.500,24	448.791,54
10,00	ZWB2022-A	899.728,22	1.696,00	238.881,54		110.648,37	416.748,25
11,00	ZWB2022-A	900.982,25	1.696,00	238.881,54		102.452,20	386.415,84
12,00	ZWB2022-A	899.876,88	1.696,00	238.881,54		94.863,15	357.353,49
13,00	ZWB2022-A	899.800,99	1.696,00	238.881,54		87.836,25	330.854,96
14,00	ZWB2022-A	899.294,14	1.696,00	238.881,54		81.329,86	306.174,62
15,00	ZWB2022-A	900.474,26	1.696,00	238.881,54		75.305,42	283.867,04
16,00	ZWB2022-A	899.777,02	1.696,00	238.881,54		69.727,24	262.636,34
17,00	ZWB2022-A	899.049,58	1.696,00	238.881,54		64.562,26	242.985,19
18,00	ZWB2022-A	899.979,77	1.696,00	238.881,54		59.779,87	225.219,06
19,00	ZWB2022-A	899.963,90	1.696,00	238.881,54		55.351,73	208.532,49
20,00	ZWB2022-A	900.437,35	1.696,00	238.881,54		51.251,61	193.187,22
						3.880.974,17	8.834.554,64

FMK [€t]: 0,44

Zahlungsströme für das Vorberechnen im Modell BuS B-9

JahreVolumen	BrecherName	Masse [t/a]	ZeitBrecher [h/a]	BetriebskostenBrecher [€/a]	Investition [€]	BarwertZahlung [€/a]	BarwertMasse [t/a]
					1.535.600,00	1.535.600,00	0,00
1,00	ZWB2022-B	899.229,53	1.696,00	260.861,70		241.538,61	832.619,94
2,00	ZWB2022-B	899.933,74	1.696,00	260.861,70		223.646,86	771.548,13
3,00	ZWB2022-B	899.957,47	1.696,00	260.861,70		207.080,43	714.415,26
4,00	ZWB2022-B	900.303,48	1.696,00	260.861,70		191.741,14	661.749,93
5,00	ZWB2022-B	897.377,35	1.696,00	260.861,70		177.538,09	610.739,95
6,00	ZWB2022-B	899.844,96	1.696,00	260.861,70		164.387,12	567.054,96
7,00	ZWB2022-B	899.355,19	1.696,00	260.861,70		152.210,30	524.765,12
8,00	ZWB2022-B	904.911,12	1.696,00	260.861,70		140.935,46	488.895,32
9,00	ZWB2022-B	897.136,37	1.696,00	260.861,70		130.495,80	448.791,54
10,00	ZWB2022-B	899.728,22	1.696,00	260.861,70		120.829,44	416.748,25
11,00	ZWB2022-B	900.982,25	1.696,00	260.861,70		111.879,11	386.415,84
12,00	ZWB2022-B	899.876,88	1.696,00	260.861,70		103.591,77	357.353,49
13,00	ZWB2022-B	899.800,99	1.696,00	260.861,70		95.918,31	330.854,96
14,00	ZWB2022-B	899.294,14	1.696,00	260.861,70		88.813,25	306.174,62
15,00	ZWB2022-B	900.474,26	1.696,00	260.861,70		82.234,49	283.867,04
16,00	ZWB2022-B	899.777,02	1.696,00	260.861,70		76.143,04	262.636,34
17,00	ZWB2022-B	899.049,58	1.696,00	260.861,70		70.502,82	242.985,19
18,00	ZWB2022-B	899.979,77	1.696,00	260.861,70		65.280,39	225.219,06
19,00	ZWB2022-B	899.963,90	1.696,00	260.861,70		60.444,80	208.532,49
20,00	ZWB2022-B	900.437,35	1.696,00	260.861,70		55.967,41	193.187,22
						4.096.778,62	8.834.554,64

FMK [€t]: 0,46

Anlage 23 FMK für das Lösen mit Hydraulikhammer HYHA-9

Anlage 23.1 Modell HYHA A-9

Gewinnung mit Hydraulikhammer
 Hydraulikbagger: CAT365
 Hydraulikhammer: HM7000 Geseln A-9
 Gestein: 900.000
 Gewinnungsleistung:

Jahre	Volumen	Fahrtstrecke	BaggerName	HYHName	effZeitBaggerHYHA	AnzahlHYHA	effZeitHYHA1	SummeZeitHYHA1	InvestitionHYHA1	InvestitionHYBA1	effZeitHYHAX	SummeZeitHYHAX	InvestitionHYHAX	InvestitionHYBAX	ReplInstandhaltungBagger1	ReplInstandhaltungBaggerX	Laufwerkskosten1	LaufwerkskostenX	EnergiekostenBagger1
1,00	375.019,39	CAT365	HM7000	5,056,44	3,00	1,696,00	1,696,00	1,696,00	240.120,00	480.240,00	1,664,44	1,664,44	240.120,00	480.240,00	46.154,27	45.295,44	10.379,52	10.379,52	10.186,38
2,00	374.884,02	CAT365	HM7000	5,054,62	3,00	1,696,00	3,392,00	3,392,00	240.120,00		1,662,62	3,327,06			46.154,27	45.245,77	10.379,52	10.379,52	10.175,21
3,00	374.860,03	CAT365	HM7000	5,054,29	3,00	1,696,00	5,088,00	5,088,00	240.120,00		1,662,29	4,989,35	240.120,00		46.154,27	45.236,96	10.379,52	10.379,52	10.173,23
4,00	375.084,26	CAT365	HM7000	5,057,32	3,00	1,696,00	6,784,00	6,784,00			1,665,32	6,694,67			46.154,27	45.319,24	10.379,52	10.379,52	10.191,73
5,00	374.383,53	CAT365	HM7000	5,047,87	3,00	1,696,00	8,480,00	8,480,00	240.120,00		1,655,87	8,310,54			46.154,27	45.062,12	10.379,52	10.379,52	10.133,91
6,00	375.550,18	CAT365	HM7000	5,063,60	3,00	1,696,00	10,176,00	10,176,00	240.120,00		1,671,60	9,982,14	240.120,00		46.154,27	45.490,20	10.379,52	10.379,52	10.133,91
7,00	375.166,62	CAT365	HM7000	5,058,43	3,00	1,696,00	11,872,00	11,872,00			1,668,43	11,648,57			46.154,27	45.349,46	10.379,52	10.379,52	10.198,53
8,00	374.849,00	CAT365	HM7000	5,054,14	3,00	1,696,00	13,568,00	13,568,00			1,662,14	13,310,71			46.154,27	45.236,92	10.379,52	10.379,52	10.172,32
9,00	375.706,08	CAT365	HM7000	5,057,61	3,00	1,696,00	15,264,00	15,264,00	240.120,00		1,665,61	14,976,32	240.120,00	480.240,00	46.154,27	45.327,25	10.379,52	10.379,52	10.183,53
10,00	375.174,79	CAT365	HM7000	5,056,54	3,00	1,696,00	16,960,00	16,960,00			1,666,54	16,642,86			46.154,27	45.352,46	10.379,52	10.379,52	10.199,20
11,00	375.174,82	CAT365	HM7000	5,056,59	3,00	1,696,00	18,656,00	18,656,00			1,666,59	18,309,45			46.154,27	45.353,94	10.379,52	10.379,52	10.199,20
12,00	374.539,35	CAT365	HM7000	5,049,96	3,00	1,696,00	20,352,00	20,352,00	240.120,00		1,657,96	19,067,41	240.120,00		46.154,27	45.113,93	10.379,52	10.379,52	10.146,69
13,00	374.669,66	CAT365	HM7000	5,054,42	3,00	1,696,00	22,048,00	22,048,00			1,662,42	21,629,93			46.154,27	45.240,50	10.379,52	10.379,52	10.174,02
14,00	374.893,69	CAT365	HM7000	5,055,42	3,00	1,696,00	23,744,00	23,744,00			1,663,42	23,293,25			46.154,27	45.267,66	10.379,52	10.379,52	10.180,13
15,00	374.960,68	CAT365	HM7000	5,055,92	3,00	1,696,00	25,440,00	25,440,00	240.120,00		1,663,92	24,957,17	240.120,00		46.154,27	45.281,23	10.379,52	10.379,52	10.183,19
16,00	375.269,96	CAT365	HM7000	5,059,81	3,00	1,696,00	27,136,00	27,136,00			1,667,81	26,624,98			46.154,27	45.387,01	10.379,52	10.379,52	10.206,97
17,00	375.090,61	CAT365	HM7000	5,057,40	3,00	1,696,00	28,832,00	28,832,00			1,665,40	28,290,38			46.154,27	45.321,57	10.379,52	10.379,52	10.192,26
18,00	374.869,83	CAT365	HM7000	5,053,60	3,00	1,696,00	30,528,00	30,528,00	240.120,00	480.240,00	1,661,60	29,951,98			46.154,27	45.218,18	10.379,52	10.379,52	10.189,01
19,00	374.899,57	CAT365	HM7000	5,056,04	3,00	1,696,00	32,224,00	32,224,00			1,664,04	31,616,02			46.154,27	45.284,50	10.379,52	10.379,52	10.183,92
20,00	374.821,26	CAT365	HM7000	5,051,07	3,00	1,696,00	33,920,00	33,920,00			1,659,07	33,275,09			46.154,27	45.149,35	10.379,52	10.379,52	10.153,53

Anlage 23.2 Modell HYHA B-9

Gewinnung mit Hydraulikhammer: CAT365
 Hydraulikbagger: HM7000
 Hydraulikhammer: HM7000
 Gestein: B-9
 Gewinnungsleistung: 900.000

Jahre	Volumen	Fahrstrecke	BaggerName	HYHAName	effZeitBaggerHYHA [h/a]	AnzahlHYHA	effZeitHYHA1 [h/a]	SummeZeitHYHA1 [h]	InvestitionHYHA1 [€]	InvestitionHYBA1 [€]	effZeitHYHAX [h/a]	SummeZeitHYHAX [h]	InvestitionHYHAX [€]	InvestitionHYBAX [€]	ReplInstandhaltungBagger1 [€/a]	ReplInstandhaltungBaggerX [€/a]	Laufwerkskosten1 [€/a]	LaufwerkskostenX [€/a]	EnergiekostenBagger1 [€/a]	
1.00	375.019,39	CAT365	HM7000	HM7000	8.654,29	6,00	1.696,00	1.696,00	240.120,00	480.240,00	174,29	174,29	240.120,00	480.240,00	46.154,27	4.743,16	10.379,52	10.379,52	1.066,88	113.564,16
2.00	374.884,02	CAT365	HM7000	HM7000	8.651,17	6,00	1.696,00	3.392,00			171,17	345,46			46.154,27	4.658,14	10.379,52	10.379,52	1.047,56	113.564,16
3.00	374.860,03	CAT365	HM7000	HM7000	8.650,62	6,00	1.696,00	5.088,00	240.120,00		170,62	516,08			46.154,27	4.643,08	10.379,52	10.379,52	1.044,17	113.564,16
4.00	375.084,26	CAT365	HM7000	HM7000	8.655,79	6,00	1.696,00	6.784,00			175,79	691,87			46.154,27	4.783,90	10.379,52	10.379,52	1.075,84	113.564,16
5.00	374.983,53	CAT365	HM7000	HM7000	8.639,62	6,00	1.696,00	8.480,00			159,62	851,49			46.154,27	4.343,83	10.379,52	10.379,52	976,87	113.564,16
6.00	375.550,18	CAT365	HM7000	HM7000	8.666,54	6,00	1.696,00	10.176,00	240.120,00		166,54	1.038,03			46.154,27	5.076,50	10.379,52	10.379,52	1.141,64	113.564,16
7.00	375.166,62	CAT365	HM7000	HM7000	8.657,69	6,00	1.696,00	11.872,00			177,69	1.215,72			46.154,27	4.835,62	10.379,52	10.379,52	1.087,47	113.564,16
8.00	374.849,00	CAT365	HM7000	HM7000	8.650,36	6,00	1.696,00	13.568,00			170,36	1.386,08			46.154,27	4.636,15	10.379,52	10.379,52	1.042,61	113.564,16
9.00	375.106,08	CAT365	HM7000	HM7000	8.656,29	6,00	1.696,00	15.264,00	240.120,00	480.240,00	176,29	1.562,37			46.154,27	4.797,60	10.379,52	10.379,52	1.078,92	113.564,16
10.00	375.174,79	CAT365	HM7000	HM7000	8.657,88	6,00	1.696,00	16.960,00			177,88	1.740,25			46.154,27	4.840,75	10.379,52	10.379,52	1.088,62	113.564,16
11.00	375.178,82	CAT365	HM7000	HM7000	8.657,97	6,00	1.696,00	18.656,00			177,97	1.918,22			46.154,27	4.843,28	10.379,52	10.379,52	1.089,19	113.564,16
12.00	374.538,35	CAT365	HM7000	HM7000	8.643,19	6,00	1.696,00	20.352,00	240.120,00		163,19	2.081,41			46.154,27	4.441,06	10.379,52	10.379,52	998,74	113.564,16
13.00	374.869,66	CAT365	HM7000	HM7000	8.650,84	6,00	1.696,00	22.048,00			170,84	2.252,25			46.154,27	4.649,13	10.379,52	10.379,52	1.045,53	113.564,16
14.00	374.943,69	CAT365	HM7000	HM7000	8.652,55	6,00	1.696,00	23.744,00			172,55	2.424,80			46.154,27	4.695,62	10.379,52	10.379,52	1.055,99	113.564,16
15.00	374.980,68	CAT365	HM7000	HM7000	8.653,40	6,00	1.696,00	25.440,00	240.120,00		173,40	2.598,20			46.154,27	4.718,85	10.379,52	10.379,52	1.061,21	113.564,16
16.00	375.268,96	CAT365	HM7000	HM7000	8.660,05	6,00	1.696,00	27.136,00			180,05	2.778,25			46.154,27	4.899,89	10.379,52	10.379,52	1.101,92	113.564,16
17.00	375.090,61	CAT365	HM7000	HM7000	8.655,94	6,00	1.696,00	28.832,00			175,94	2.954,19			46.154,27	4.787,88	10.379,52	10.379,52	1.076,74	113.564,16
18.00	374.808,83	CAT365	HM7000	HM7000	8.649,43	6,00	1.696,00	30.528,00	480.240,00		169,43	3.123,62			46.154,27	4.610,92	10.379,52	10.379,52	1.036,94	113.564,16
19.00	374.988,57	CAT365	HM7000	HM7000	8.653,61	6,00	1.696,00	32.224,00			173,61	3.297,23			46.154,27	4.724,43	10.379,52	10.379,52	1.062,47	113.564,16
20.00	374.621,26	CAT365	HM7000	HM7000	8.645,11	6,00	1.696,00	33.920,00	-240.120,00		165,11	3.462,34			46.154,27	4.493,13	10.379,52	10.379,52	1.010,45	113.564,16

Fortsetzung

JahreVolumen	EnergiekostenBaggerX [€/a]	BetriebsstoffeBagger1 [€/a]	BetriebsstoffeBaggerX [€/a]	LohnkostenBagger1 [€/a]	LohnkostenBaggerX [€/a]	RepInstandhaltungHYHA1 [€/a]	RepInstandhaltungHYHAX [€/a]	MeißelkostenHYHA1 [€/a]	MeißelkostenHYHAX [€/a]	BetriebskostenBaggerHYHA [€/a]	BetriebskostenBaggerHYHAX [€/a]	BetriebskostenBaggerHYHA [€/a]	BetriebskostenBaggerHYHAX [€/a]	BetriebskostenBaggerHYHA [€/a]	BetriebskostenBaggerHYHAX [€/a]	SummenbarwertAusgaben [€/a]	SummenbarwertMasse [t/a]	0,00	
1,00	11.870,70	17.034,62	1.750,61	42.400,00	4.357,34	58.177,65	5.978,77	24.228,57	2.489,91	1.591.751,09	32.057,16	1.591.751,09	32.057,16	1.591.751,09	32.057,16	4.322.160,00	833.376,42	0,00	
2,00	11.461,52	17.034,62	1.719,23	42.400,00	4.279,24	58.177,65	5.871,61	24.228,57	2.445,28	1.591.176,52	31.482,59	1.591.176,52	31.482,59	1.591.176,52	31.482,59	4.322.160,00	771.386,30		
3,00	11.424,45	17.034,62	1.713,67	42.400,00	4.265,40	58.177,65	5.852,62	24.228,57	2.437,37	1.591.074,70	31.390,76	1.591.074,70	31.390,76	1.591.074,70	31.390,76	4.322.160,00	714.182,35		
4,00	11.770,94	17.034,62	1.765,64	42.400,00	4.394,77	58.177,65	6.030,12	24.228,57	2.511,29	1.592.026,43	32.332,49	1.592.026,43	32.332,49	1.592.026,43	32.332,49	4.322.160,00	661.675,51		
5,00	10.688,15	17.034,62	1.603,22	42.400,00	3.990,50	58.177,65	5.475,42	24.228,57	2.280,28	1.589.052,22	29.358,28	1.589.052,22	29.358,28	1.589.052,22	29.358,28	4.322.160,00	611.517,94		
6,00	12.490,89	17.034,62	1.873,63	42.400,00	4.663,57	58.177,65	6.396,94	24.228,57	2.664,89	1.594.004,00	34.310,07	1.594.004,00	34.310,07	1.594.004,00	34.310,07	4.322.160,00	567.994,76		
7,00	11.896,20	17.034,62	1.784,73	42.400,00	4.442,28	58.177,65	6.095,32	24.228,57	2.538,45	1.592.376,00	32.682,07	1.592.376,00	32.682,07	1.592.376,00	32.682,07	4.322.160,00	525.374,69		
8,00	11.407,41	17.034,62	1.711,11	42.400,00	4.259,04	58.177,65	5.843,89	24.228,57	2.433,74	1.591.027,88	31.333,95	1.591.027,88	31.333,95	1.591.027,88	31.333,95	4.322.160,00	486.046,20		
9,00	11.804,66	17.034,62	1.770,70	42.400,00	4.407,35	58.177,65	6.047,39	24.228,57	2.518,49	1.592.410,68	32.425,11	1.592.410,68	32.425,11	1.592.410,68	32.425,11	4.322.160,00	450.351,43		
10,00	11.910,83	17.034,62	1.786,62	42.400,00	4.446,99	58.177,65	6.101,78	24.228,57	2.541,14	1.592.410,68	32.716,74	1.592.410,68	32.716,74	1.592.410,68	32.716,74	4.322.160,00	417.088,45		
11,00	11.917,06	17.034,62	1.787,56	42.400,00	4.449,32	58.177,65	6.104,97	24.228,57	2.542,47	1.592.427,78	32.733,85	1.592.427,78	32.733,85	1.592.427,78	32.733,85	4.322.160,00	386.178,64		
12,00	10.927,38	17.034,62	1.639,11	42.400,00	4.079,82	58.177,65	5.597,98	24.228,57	2.331,32	1.589.709,34	30.015,41	1.589.709,34	30.015,41	1.589.709,34	30.015,41	4.322.160,00	356.962,40		
13,00	11.439,33	17.034,62	1.715,90	42.400,00	4.270,96	58.177,65	5.860,24	24.228,57	2.440,55	1.591.115,57	31.421,64	1.591.115,57	31.421,64	1.591.115,57	31.421,64	4.322.160,00	330.813,11		
14,00	11.553,73	17.034,62	1.733,06	42.400,00	4.313,67	58.177,65	5.918,84	24.228,57	2.464,95	1.591.428,79	31.735,85	1.591.428,79	31.735,85	1.591.428,79	31.735,85	4.322.160,00	306.388,93		
15,00	11.610,88	17.034,62	1.741,63	42.400,00	4.335,01	58.177,65	5.948,13	24.228,57	2.477,15	1.591.586,79	31.892,85	1.591.586,79	31.892,85	1.591.586,79	31.892,85	4.322.160,00	283.702,92		
16,00	12.056,34	17.034,62	1.808,45	42.400,00	4.501,32	58.177,65	6.176,33	24.228,57	2.572,18	1.592.810,38	33.116,44	1.592.810,38	33.116,44	1.592.810,38	33.116,44	4.322.160,00	262.889,84		
17,00	11.780,75	17.034,62	1.767,11	42.400,00	4.398,43	58.177,65	6.035,15	24.228,57	2.513,39	1.592.053,38	32.359,45	1.592.053,38	32.359,45	1.592.053,38	32.359,45	4.322.160,00	243.300,83		
18,00	11.345,34	17.034,62	1.701,80	42.400,00	4.235,86	58.177,65	5.812,09	24.228,57	2.420,49	1.590.857,38	31.163,45	1.590.857,38	31.163,45	1.590.857,38	31.163,45	4.322.160,00	225.109,31		
19,00	11.624,62	17.034,62	1.743,69	42.400,00	4.340,14	58.177,65	5.955,16	24.228,57	2.480,08	1.591.624,52	31.930,59	1.591.624,52	31.930,59	1.591.624,52	31.930,59	4.322.160,00	208.535,06		
20,00	11.055,50	17.034,62	1.658,32	42.400,00	4.127,65	58.177,65	5.663,61	24.228,57	2.358,66	1.590.061,25	30.367,31	1.590.061,25	30.367,31	1.590.061,25	30.367,31	4.322.160,00	192.898,37		
																24.956.753,71	8.635.703,42		
																		2,82	

Anlage 24 FMK für das Laden und Transportieren im Modell HYHA-9

Modell HYHA-9
 BATZ: 0,60
 p: 0,08
 LadegerätName: CAT988
 FahrzeugName: CAT773

FMK Lader und SKW

JahreVolumen	FahrzeugName	LadegerätName	Selbstbeladung	AnzahlSKWL	BetriebskoLader [€/a]	ZeitLaden [h/a]	Betriebszeit Lader [h]	Investition Lader [€]	Summe von ZeitSKW [h/a]	ZeitSKW1 [h/a]	Betriebszeit SKW1 [h]	Investition SKW1 [€]	ZeitSKW2=SkWn [h/a]	Zeit SKW 2 [h/a]	Betriebszeit SKW2 [h]	Investition SKW2 [€]
1,00	CAT773	CAT988	nein	2,00	262.860,70	1.436,02	1.696,00	613.601,00	2.782,32	1.696,00	1.696,00	614.614,00	1.086,32	1.086,32	1.086,32	614.614,00
2,00	CAT773	CAT988	nein	2,00	262.846,44	1.435,51	3.392,00		3.287,64	1.696,00	3.392,00		1.591,64	1.591,64	1.591,64	
3,00	CAT773	CAT988	nein	2,00	262.842,74	1.435,41	5.088,00		3.331,81	1.696,00	5.088,00		1.635,81	1.635,81	1.635,81	
4,00	CAT773	CAT988	nein	3,00	262.868,01	1.436,27	6.784,00		3.550,69	1.696,00	6.784,00		158,69	1.696,00	6.008,77	
5,00	CAT773	CAT988	nein	3,00	262.789,04	1.433,59	8.480,00		4.014,91	1.696,00	8.480,00		622,91	1.696,00	7.705,77	
6,00	CAT773	CAT988	nein	3,00	262.920,52	1.438,06	10.176,00	613.601,00	3.634,25	1.696,00	10.176,00		242,25	1.696,00	9.401,77	
7,00	CAT773	CAT988	nein	3,00	262.877,29	1.436,59	11.872,00		3.686,26	1.696,00	11.872,00		294,26	1.696,00	11.097,77	
8,00	CAT773	CAT988	nein	3,00	262.841,50	1.435,37	13.568,00		4.007,03	1.696,00	13.568,00		615,03	1.696,00	12.793,77	
9,00	CAT773	CAT988	nein	3,00	262.870,47	1.436,36	15.264,00		4.161,21	1.696,00	15.264,00	614.614,00	1.224,21	1.696,00	14.488,77	614.614,00
10,00	CAT773	CAT988	nein	3,00	262.878,21	1.436,62	16.960,00		3.437,11	1.696,00	16.960,00		45,11	1.696,00	16.185,77	
11,00	CAT773	CAT988	nein	3,00	262.878,67	1.436,63	18.656,00		4.824,44	1.696,00	18.656,00		1.432,44	1.696,00	17.881,77	
12,00	CAT773	CAT988	nein	3,00	262.806,49	1.434,18	20.352,00	613.601,00	3.702,40	1.696,00	20.352,00		310,40	1.696,00	19.577,77	
13,00	CAT773	CAT988	nein	3,00	262.843,83	1.435,45	22.048,00		4.226,63	1.696,00	22.048,00		834,63	1.696,00	21.273,77	
14,00	CAT773	CAT988	nein	3,00	262.852,17	1.435,73	23.744,00		4.512,23	1.696,00	23.744,00		1.120,23	1.696,00	22.968,77	
15,00	CAT773	CAT988	nein	3,00	262.856,34	1.435,88	25.440,00		4.051,45	1.696,00	25.440,00		659,45	1.696,00	24.665,77	
16,00	CAT773	CAT988	nein	3,00	262.888,82	1.436,98	27.136,00		4.586,04	1.696,00	27.136,00		1.194,04	1.696,00	26.361,77	
17,00	CAT773	CAT988	nein	3,00	262.868,72	1.436,30	28.832,00		4.571,78	1.696,00	28.832,00		1.179,78	1.696,00	28.057,77	
18,00	CAT773	CAT988	nein	4,00	262.836,97	1.435,22	30.528,00	613.601,00	5.155,67	1.696,00	30.528,00	614.614,00	67,67	1.696,00	29.753,77	614.614,00
19,00	CAT773	CAT988	nein	4,00	262.857,34	1.435,91	32.224,00		5.365,06	1.696,00	32.224,00		277,06	1.696,00	31.448,77	
20,00	CAT773	CAT988	nein	4,00	262.815,83	1.434,50	33.920,00	-306.800,50	5.588,36	1.696,00	33.920,00	-307.307,00	500,36	1.696,00	33.145,77	-307.307,00

FMK Lader und SKW

p: 0,08
 LadegerätName: CAT988
 FahrzeugName: CAT773

JahreVolumen	FahrzeugName	LadegerätName	Zeit SKW3 [h/a]	Betriebszeit SKW3 [h]	Investition SKW3 [€]	Zeit SKW4 [h/a]	Betriebszeit SKW4 [h]	Investition SKW4 [€]	BetriebskostenSKW1 [€/a]	BetriebskostenSKW2 [€/a]	Betriebskosten+Invest [€/a]	Barwert Zahlungen [€/a]	Masse [t/a]	Barwert Masse [t/a]
1,00	CAT773	CAT988	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	202.539,35	129.730,82	595.130,87	1.842.829,00	551.047,10	900.046,54	0,00
2,00	CAT773	CAT988	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	205.550,25	192.902,32	661.298,01	1.842.829,00	566.956,46	899.721,65	833.376,43
3,00	CAT773	CAT988	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	207.085,50	199.735,94	669.664,18	1.842.829,00	531.601,02	899.664,07	771.366,30
4,00	CAT773	CAT988	158,69	158,69	614.614,00	0,00	0,00	420.190,23	19.698,12	1.317.330,36	1.842.829,00	968.277,14	900.202,22	714.182,34
5,00	CAT773	CAT988	622,91	781,60	0,00	0,00	0,00	430.372,24	79.033,72	772.195,00	1.842.829,00	525.542,94	898.520,47	661.675,51
6,00	CAT773	CAT988	242,25	1.023,85	0,00	0,00	0,00	421.964,81	30.135,35	1.328.621,68	1.842.829,00	837.257,03	901.320,43	567.984,76
7,00	CAT773	CAT988	294,26	1.318,11	0,00	0,00	0,00	423.746,27	36.760,74	723.384,30	1.842.829,00	422.087,79	900.399,89	525.374,69
8,00	CAT773	CAT988	615,03	1.933,14	0,00	0,00	0,00	426.873,31	77.399,95	767.114,76	1.842.829,00	414.448,24	899.637,60	486.046,20
9,00	CAT773	CAT988	1.224,21	3.157,35	0,00	0,00	0,00	437.034,44	157.730,38	2.086.863,29	1.842.829,00	1.043.951,21	900.254,59	450.351,43
10,00	CAT773	CAT988	45,11	3.202,46	0,00	0,00	0,00	417.188,58	5.547,73	685.614,52	1.842.829,00	317.572,18	900.419,50	417.068,45
11,00	CAT773	CAT988	1.432,44	4.634,90	0,00	0,00	0,00	435.172,38	183.773,49	881.824,54	1.842.829,00	378.199,43	900.429,17	386.178,64
12,00	CAT773	CAT988	310,40	4.945,30	0,00	0,00	0,00	423.511,51	38.755,21	1.338.674,21	1.842.829,00	531.605,95	898.892,04	356.962,40
13,00	CAT773	CAT988	834,63	5.779,93	0,00	0,00	0,00	427.807,48	105.265,06	795.916,37	1.842.829,00	292.656,80	899.687,18	330.813,11
14,00	CAT773	CAT988	1.120,23	6.900,16	0,00	0,00	0,00	433.299,07	143.100,34	839.251,58	1.842.829,00	285.732,47	899.864,86	306.368,93
15,00	CAT773	CAT988	659,45	7.559,61	0,00	0,00	0,00	424.583,46	82.544,27	769.984,07	1.842.829,00	242.731,09	899.953,63	283.702,92
16,00	CAT773	CAT988	1.194,04	8.753,65	0,00	0,00	0,00	432.410,39	152.215,83	847.515,04	1.842.829,00	247.381,56	900.645,50	262.889,84
17,00	CAT773	CAT988	1.179,78	9.933,43	0,00	0,00	0,00	430.669,54	149.792,50	843.330,76	1.842.829,00	227.926,12	900.217,46	243.300,83
18,00	CAT773	CAT988	1.696,00	11.629,43	0,00	0,00	67,67	657.261,87	8.740,97	2.771.668,81	1.842.829,00	693.607,43	899.541,19	225.109,31
19,00	CAT773	CAT988	1.696,00	13.325,43	0,00	0,00	277,06	658.506,90	35.858,38	957.222,62	1.842.829,00	221.800,03	899.974,97	208.535,06
20,00	CAT773	CAT988	1.696,00	15.021,43	0,00	0,00	500,36	664.753,38	65.372,83	71.529,54	1.842.829,00	15.346,53	899.091,02	192.896,37

11.158.557,50

8.835.703,42

FMK [€]:

1,26

Anlage 25 FMK für das Vorbrechen in den Modellen HYHA-9

Zahlungsströme für das Vorbrechen im Modell HYHA A-9

Jahre	VolunBrecherName	Masse [t/a]	ZeitBrecher [h/a]	BetriebskostenBrecher [€/a]	Investition [€]	BarwertZahlung [€/a]	BarwertMasse [t/a]
					1.535.600,00	1.535.600,00	0,00
1,00	ZWB2022-A	900.046,54	1.696,00	238.881,54		221.186,61	833.376,43
2,00	ZWB2022-A	899.721,65	1.696,00	238.881,54		204.802,42	771.366,30
3,00	ZWB2022-A	899.664,07	1.696,00	238.881,54		189.631,87	714.182,34
4,00	ZWB2022-A	900.202,22	1.696,00	238.881,54		175.585,06	661.675,51
5,00	ZWB2022-A	898.520,47	1.696,00	238.881,54		162.578,76	611.517,93
6,00	ZWB2022-A	901.320,43	1.696,00	238.881,54		150.535,89	567.984,76
7,00	ZWB2022-A	900.399,89	1.696,00	238.881,54		139.385,08	525.374,69
8,00	ZWB2022-A	899.637,60	1.696,00	238.881,54		129.060,26	486.046,20
9,00	ZWB2022-A	900.254,59	1.696,00	238.881,54		119.500,24	450.351,43
10,00	ZWB2022-A	900.419,50	1.696,00	238.881,54		110.648,37	417.068,45
11,00	ZWB2022-A	900.429,17	1.696,00	238.881,54		102.452,20	386.178,64
12,00	ZWB2022-A	898.892,04	1.696,00	238.881,54		94.863,15	356.962,40
13,00	ZWB2022-A	899.687,18	1.696,00	238.881,54		87.836,25	330.813,11
14,00	ZWB2022-A	899.864,86	1.696,00	238.881,54		81.329,86	306.368,93
15,00	ZWB2022-A	899.953,63	1.696,00	238.881,54		75.305,42	283.702,92
16,00	ZWB2022-A	900.645,50	1.696,00	238.881,54		69.727,24	262.889,84
17,00	ZWB2022-A	900.217,46	1.696,00	238.881,54		64.562,26	243.300,83
18,00	ZWB2022-A	899.541,19	1.696,00	238.881,54		59.779,87	225.109,31
19,00	ZWB2022-A	899.974,97	1.696,00	238.881,54		55.351,73	208.535,06
20,00	ZWB2022-A	899.091,02	1.696,00	238.881,54		51.251,61	192.898,37
						3.880.974,17	8.835.703,42

FMK [€t]: 0,44

Zahlungsströme für das Vorbrechen im Modell HYHA B-9

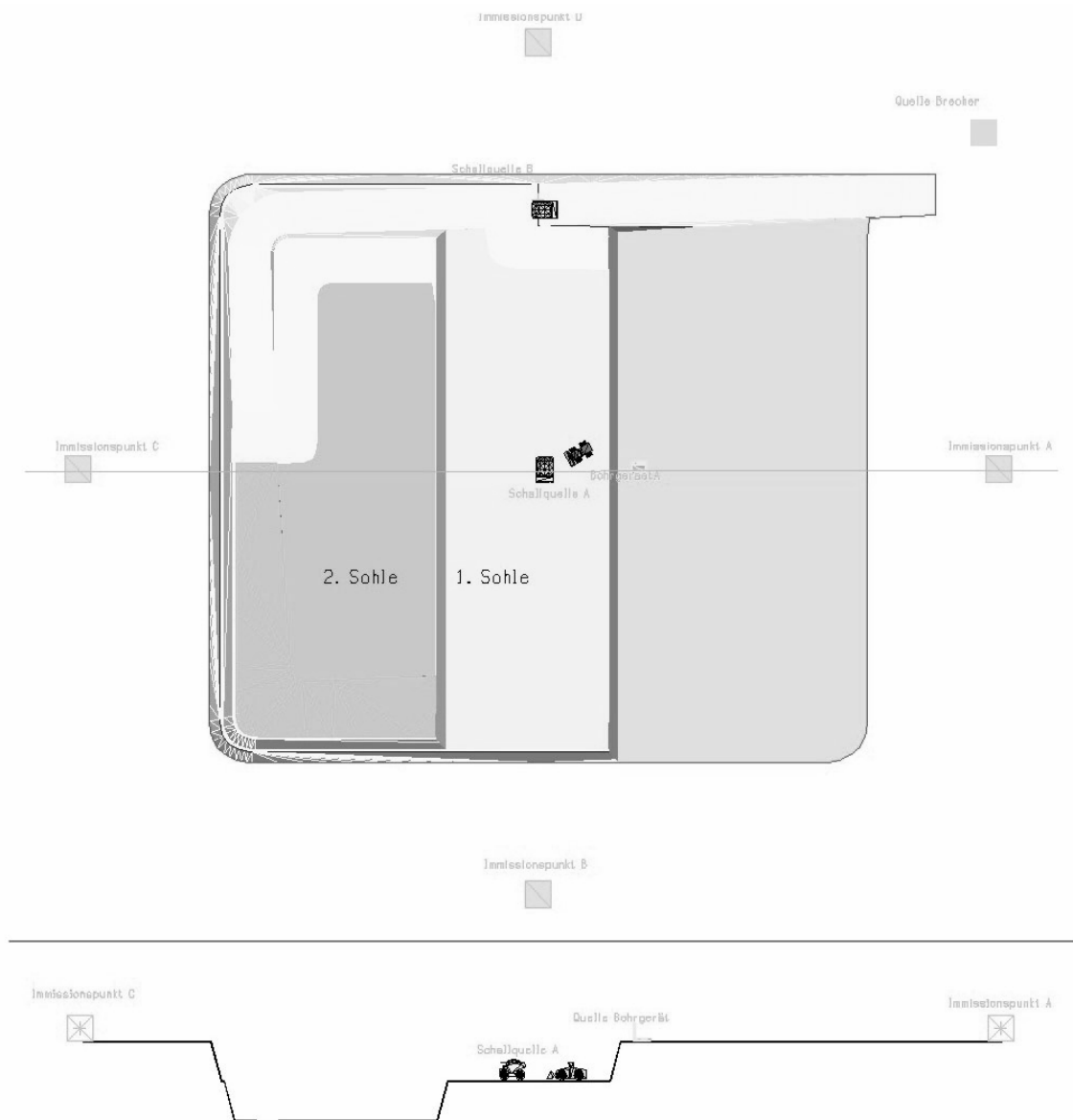
Jahre	VolunBrecherName	Masse [t/a]	ZeitBrecher [h/a]	BetriebskostenBrecher [€/a]	Investition [€]	BarwertZahlung [€/a]	BarwertMasse [t/a]
					1.535.600,00	1.535.600,00	0,00
1,00	ZWB2022-B	900.046,54	1.696,00	260.861,70		241.538,61	833.376,43
2,00	ZWB2022-B	899.721,65	1.696,00	260.861,70		223.646,86	771.366,30
3,00	ZWB2022-B	899.664,07	1.696,00	260.861,70		207.080,43	714.182,34
4,00	ZWB2022-B	900.202,22	1.696,00	260.861,70		191.741,14	661.675,51
5,00	ZWB2022-B	898.520,47	1.696,00	260.861,70		177.538,09	611.517,93
6,00	ZWB2022-B	901.320,43	1.696,00	260.861,70		164.387,12	567.984,76
7,00	ZWB2022-B	900.399,89	1.696,00	260.861,70		152.210,30	525.374,69
8,00	ZWB2022-B	899.637,60	1.696,00	260.861,70		140.935,46	486.046,20
9,00	ZWB2022-B	900.254,59	1.696,00	260.861,70		130.495,80	450.351,43
10,00	ZWB2022-B	900.419,50	1.696,00	260.861,70		120.829,44	417.068,45
11,00	ZWB2022-B	900.429,17	1.696,00	260.861,70		111.879,11	386.178,64
12,00	ZWB2022-B	898.892,04	1.696,00	260.861,70		103.591,77	356.962,40
13,00	ZWB2022-B	899.687,18	1.696,00	260.861,70		95.918,31	330.813,11
14,00	ZWB2022-B	899.864,86	1.696,00	260.861,70		88.813,25	306.368,93
15,00	ZWB2022-B	899.953,63	1.696,00	260.861,70		82.234,49	283.702,92
16,00	ZWB2022-B	900.645,50	1.696,00	260.861,70		76.143,04	262.889,84
17,00	ZWB2022-B	900.217,46	1.696,00	260.861,70		70.502,82	243.300,83
18,00	ZWB2022-B	899.541,19	1.696,00	260.861,70		65.280,39	225.109,31
19,00	ZWB2022-B	899.974,97	1.696,00	260.861,70		60.444,80	208.535,06
20,00	ZWB2022-B	899.091,02	1.696,00	260.861,70		55.967,41	192.898,37
						4.096.778,62	8.835.703,42

FMK [€t]: 0,46

Anlage 26 Schall

Anlage 26.1 Berechnungsmethodik am Beispiel BuS-3

Draufsicht und Schnittdarstellung der Situation 6.2, 1. Sohle



Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, BuS A-3, 1. Sohle

Immissionspunkt A

Standort Quelle	Formelz	Einheit	BS-3-QA-1	BS-3-BohrA	BS-3-Brecher	BS-3-QA-2
			BS-3-IA	BS-3-IA	BS-3-IA	BS-3-IA
Standort Aufpunkt			SKW	Bohrgerät	Brecher	LKW (Rampe)
Gestein A						
Schalleistungspegel						
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW		dB(A)	110,00		110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Bohrgerät		dB(A)		118,00		
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	3,23			
SKW		h	5,32		1,83	0,83
Brecher		h			8,00	
Bohrgerät		h		8,00		
Schalleistungspegel		dB(A)	107,68	114,99	110,46	97,15
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	B	B	C
Raumwinkelmaß	K_Q	dB(A)	6,02	3,01	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	175,92	139,88	127,90	203,35
Abstandsmaß	D_S	dB(A)	55,91	53,92	53,14	57,16
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,00	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,35	0,28	0,26	0,41
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	1,27	3,50	3,50	1,32
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM, o}$	dB(A)	4,53	3,84	3,74	4,56
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D, o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G, o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	33,27	0,00	0,00	37,64
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	144,63	0,00	0,00	167,31
	e					
Schirmwert	z		1,97	0,00	0,00	1,60
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,79	0,00	0,00	0,73
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	16,78	0,00	0,00	15,60
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	12,25	0,00	0,00	11,04
Summe			40,66	59,96	56,34	30,00
Zwischenwert			11645,55	991558,52	430224,33	999,39
Energetische Addition für Aufpunkt						61,57

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, BuS A-3, 1. Sohle

Immissionspunkt B

Standort Quelle		Einheit	BS-3-QA-1	BS-3-BohrA	BS-3-Brecher	BS-3-QA-2
			BS-3-IB	BS-3-IB	BS-3-IB	BS-3-IB
Standort Aufpunkt						
Gestein A						
Schallleistungspegel	Formelz					
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW		dB(A)	110,00		110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Bohrgerät		dB(A)		118,00		
Betriebszeiten	t_b					
Radlader		h	3,23			
SKW		h	5,32		1,83	0,83
Brecher		h			8,00	
Bohrgerät		h		8,00		
Schalleistungspegel		dB(A)	107,68	114,99	110,46	97,15
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	B	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	3,01	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	163,00	165,80	335,70	246,61
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	55,24	55,39	61,52	58,84
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,00	0,00	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,33	0,33	0,67	0,49
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	6,13	12,92	3,50	8,63
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	3,38	1,87	4,43	3,52
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	112,75	0,00	0,00	0,00
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,24	0,00	0,00	0,00
Schirmwert	e					
	z		-0,01	0,00	0,00	0,00
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Summe			54,75	60,41	46,85	40,31
Zwischenwert			298666,03	1098279,62	48462,55	10744,26
Energetische Addition für Aufpunkt						61,63

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, BuS A-3, 1. Sohle

Immissionspunkt C

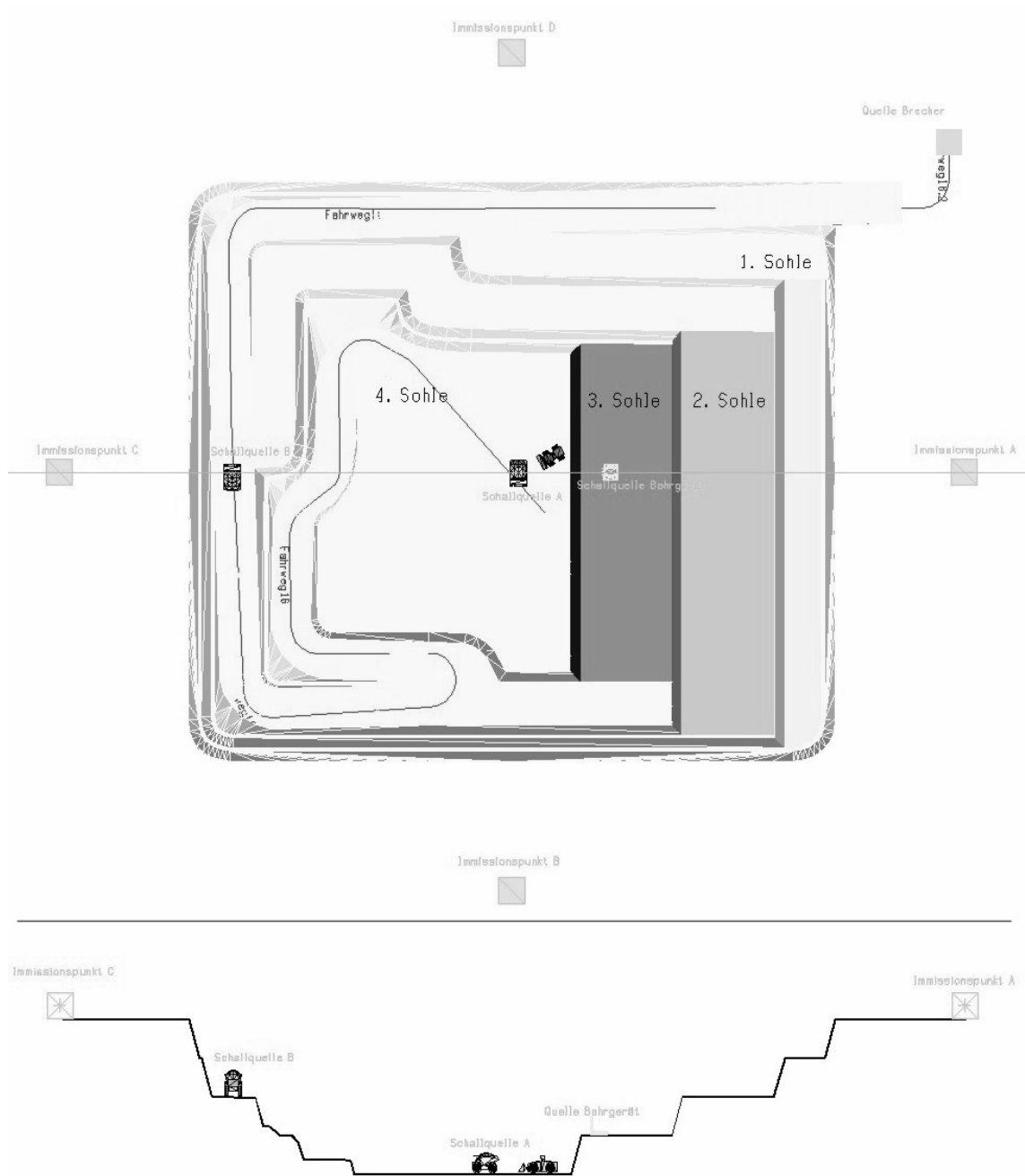
Standort Quelle	Formelz	Einheit	BS-3-QA-1	BS-3-BohrA	BS-3-Brecher	BS-3-QA-2
			BS-3-IC	BS-3-IC	BS-3-IC	BS-3-IC
Standort Aufpunkt						
Gestein A						
Schallleistungspegel						
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW		dB(A)	110,00		110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Bohrgerät		dB(A)		118,00		
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	3,23			
SKW		h	5,32		1,83	0,83
Brecher		h			8,00	
Bohrgerät		h		8,00		
Schallleistungspegel		dB(A)	107,68	114,99	110,46	97,15
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	B	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	3,01	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	175,92	210,19	367,44	203,35
Abstandsmaß	D_S	dB(A)	55,91	57,45	62,30	57,16
Oktavmittelfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittelfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,00	0,00	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,35	0,42	0,73	0,41
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	13,46	20,36	13,65	6,64
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	1,94	1,23	3,48	3,59
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	112,75	0,00	0,00	0,00
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,24	0,00	0,00	0,00
Schirmwert	e					
Korrektur Witterungseinflüsse	z		-12,93	0,00	0,00	0,00
Abschirmmaß	K_W	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Einfügungsdämpfungsmaß	D_z	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	D_e	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Summe			55,51	58,90	46,96	42,01
Zwischenwert			355583,89	775883,20	49622,03	15867,48
Energetische Addition für Aufpunkt						60,78

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, BuS A-3, 1. Sohle

Immissionspunkt D

Standort Quelle			BS-3-QA	BS-3-BohrA	BS-3-Brecher	BS-3-QA-2
			BS-3-ID	BS-3-ID	BS-3-ID	BS-3-ID
Standort Aufpunkt						
Gestein A						
Schalleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW		dB(A)	110,00		110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Bohrgerät		dB(A)		118,00		
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	3,23			
SKW		h	5,32		1,83	0,83
Brecher		h			8,00	
Bohrgerät		h		8,00		
Schalleistungspegel		dB(A)	107,68	114,99	110,46	97,15
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	B	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	3,01	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	163,00	165,80	172,95	62,64
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	55,24	55,39	55,76	46,94
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,00	0,00	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,33	0,33	0,35	0,13
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	6,13	12,92	3,50	0,98
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{Bm,o}$	dB(A)	3,38	1,87	4,04	4,12
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	112,75	0,00	0,00	16,40
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,24	0,00	0,00	50,24
Schirmwert	e					
	z		-0,01	0,00	0,00	4,00
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,96
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	0,00	0,00	0,00	20,52
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	0,00	0,00	0,00	16,41
Summe			54,75	60,41	53,33	35,59
Zwischenwert			298666,03	1098279,62	215046,67	3618,50
Energetische Addition für Aufpunkt						62,08

Draufsicht und Schnittdarstellung der Situation 16.2, BuS -3, 4. Sohle



Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, BuS A-3, 4. Sohle

Immissionspunkt A

Standort Quelle			BS-3-QB-1	BS-3-BohrA	BS-3-Brecher	BS-3-QB-2
			BS-3-IA	BS-3-IA	BS-3-IA	BS-3-IA
Standort Aufpunkt			SKW	Bohrgerät	Brecher	LKW (Rampe)
Gestein A	Formelz	Einheit				
Schalleistungspegel						
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW1		dB(A)	110,00		110,00	110,00
SKW2		dB(A)	108,00		108,00	108,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Bohrgerät		dB(A)		118,00		
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	3,23			
SKW		h	4,20		1,61	2,19
Brecher		h			8,00	
Bohrgerät		h		8,00		
Schalleistungspegel		dB(A)	108,29	114,99	110,64	103,40
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	185,99	147,84	127,90	283,13
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	56,39	54,40	53,14	60,04
Oktavmittelfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittelfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,00	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,37	0,30	0,26	0,57
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	2,33	2,60	3,50	28,17
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM, o}$	dB(A)	4,33	4,13	3,74	1,21
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D, o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G, o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
			Mehrfachbeug			
			C1	3,00	3,00	3,00
			C2	20,00	20,00	20,00
			C3	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	29,89	99,59	0,00	232,46
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,25	50,25	0,00	50,68
Weglänge des gebeugten Schallstrahls	e	m	107,92			
Schirmwert	z		2,07	2,00	0,00	0,01
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,88	0,81	0,00	0,00
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	17,39	16,91	0,00	4,77
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	13,05	12,78	0,00	3,57
Summe			40,16	49,41	56,52	44,05
Zwischenwert			10368,30	87280,45	448240,10	25387,03
Energetische Addition für Aufpunkt						57,57

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, BuS A-3, 4. Sohle

Immissionspunkt B

Standort Quelle			BS-3-QB-1	BS-3-BohrB	BS-3-Brecher	BS-3-QB-2
			BS-3-IB	BS-3-IB	BS-3-IB	BS-3-IB
Standort Aufpunkt						
Gestein A						
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW 1		dB(A)	110,00		110,00	110,00
SKW 2		dB(A)	108,00		108,00	108,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Bohrgerät		dB(A)		118,00		
Betriebszeiten	t_b					
Radlader		h	3,23			
SKW		h	4,20		1,61	2,19
Brecher		h			8,00	
Bohrgerät		h		8,00		
Schallleistungspegel		dB(A)	108,29	114,99	110,64	103,40
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	173,82	172,58	335,70	196,50
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	55,80	55,74	61,52	56,87
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,00	0,00	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,35	0,35	0,67	0,39
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	10,98	10,71	20,29	19,24
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	2,43	2,47	2,64	1,17
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	126,13	122,34	0,00	136,84
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,25	51,41	0,00	59,99
Weglänge des gebeugten Schallstrahls	e	m				
Schirmwert	z		2,56	1,16	0,00	0,33
Korrektur Witterungseinflüsse	K_w	dB(A)	0,79	0,71	0,00	0,46
Abschirmmaß	D_z	dB(A)	17,85	14,26	0,00	8,60
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	15,41	11,78	0,00	7,43
Summe			40,31	50,67	48,82	43,56
Zwischenwert			10742,95	116688,42	76247,19	22721,58
Energetische Addition für Aufpunkt						53,55

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, BuS A-3, 4. Sohle

Immissionspunkt C

Standort Quelle		Einheit	BS-3-QB-1	BS-3-BohrB	BS-3-Brecher	BS-3-QB-2
			BS-3-IC	BS-3-IC	BS-3-IC	BS-3-IC
Standort Aufpunkt						
Gestein A						
Schallleistungspegel	Formelz					
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW1		dB(A)	110,00		110,00	110,00
SKW2		dB(A)	108,00		108,00	108,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Bohrgerät		dB(A)		118,00		
Betriebszeiten	t_b					
Radlader		h	3,23			
SKW		h	4,20		1,61	2,19
Brecher		h			8,00	
Bohrgerät		h		8,00		
Schalleistungspegel		dB(A)	108,29	114,99	110,64	103,40
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	185,99	215,58	367,44	76,31
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	56,39	57,67	62,30	48,65
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,00	0,00	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,37	0,43	0,73	0,15
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	9,42	19,55	23,26	0,95
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	2,91	1,46	2,54	4,28
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	137,80	165,84	0,00	33,67
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,25	50,25	0,00	50,25
Weglänge des gebeugten Schallstrahls	e	m				
Schirmwert	z		2,06	0,51	0,00	7,61
Korrektur Witterungseinflüsse	K_w	dB(A)	0,76	0,52	0,00	0,95
Abschirmmaß	D_z	dB(A)	16,77	10,22	0,00	23,24
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	13,85	8,76	0,00	18,96
Summe			40,78	52,69	48,07	37,38
Zwischenwert			11962,25	185573,45	64076,82	5474,85
Energetische Addition für Aufpunkt						54,27

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, BuS A-3, 4. Sohle

Immissionspunkt D

Standort Quelle			BS-3-QB-1	BS-3-BohrB	BS-3-Brecher	BS-3-QB-2
			BS-3-ID	BS-3-ID	BS-3-ID	BS-3-ID
Standort Aufpunkt						
Gestein A						
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW1		dB(A)	110,00		110,00	110,00
SKW2		dB(A)	108,00		108,00	108,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Bohrgerät		dB(A)		118,00		
Betriebszeiten	t_b					
Radlader		h	3,23			
SKW		h	4,20		1,61	2,19
Brecher		h			8,00	
Bohrgerät		h		8,00		
Schalleistungspegel		dB(A)	108,29	114,99	110,64	103,40
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	173,82	172,58	172,95	196,50
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	55,80	55,74	55,76	56,87
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,00	0,00	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,35	0,35	0,35	0,39
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	3,45	4,09	3,50	11,31
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	4,06	3,91	4,04	2,67
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	87,31	123,71	0,00	136,07
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,50	51,41	0,00	61,24
Weglänge des gebeugten Schallstrahls	e	m	39,40			
Schirmwert	z		3,38	2,54	0,00	0,80
Korrektur Witterungseinflüsse	K_w	dB(A)	0,85	0,79	0,00	0,60
Abschirmmaß	D_z	dB(A)	19,28	17,81	0,00	12,27
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	15,22	13,90	0,00	9,60
Summe			38,88	47,12	53,50	39,90
Zwischenwert			7723,22	51467,07	224051,82	9767,09
Energetische Addition für Aufpunkt						54,67

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, BuS B-3, 1. Sohle

Immissionspunkt A

Standort Quelle	Formelz	Einheit	BS-3-QA-1	BS-3-BohrA	BS-3-Brecher	BS-3-QA-2
			BS-3-IA	BS-3-IA	BS-3-IA	BS-3-IA
Standort Aufpunkt			SKW	Bohrgerät	Brecher	LKW (Rampe)
Gestein B						
Schalleistungspegel						
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW		dB(A)	110,00		110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Bohrgerät		dB(A)		120,00		
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	3,23			
SKW		h	5,32		1,83	0,83
Brecher		h			8,00	
Bohrgerät		h		8,00		
Schalleistungspegel		dB(A)	107,68	116,99	110,46	97,15
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	B	B	C
Raumwinkelmaß	K_Q	dB(A)	6,02	3,01	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	175,92	139,88	127,90	203,35
Abstandsmaß	D_S	dB(A)	55,91	53,92	53,14	57,16
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,00	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,35	0,28	0,26	0,41
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	1,27	3,50	3,50	1,32
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM, o}$	dB(A)	4,53	3,84	3,74	4,56
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D, o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G, o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	33,27	0,00	0,00	37,64
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	144,63	0,00	0,00	167,31
	e					
Schirmwert	z		1,97	0,00	0,00	1,60
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,79	0,00	0,00	0,73
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	16,78	0,00	0,00	15,60
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	12,25	0,00	0,00	11,04
Summe			40,66	61,96	56,34	30,00
Zwischenwert			11645,55	1571514,34	430224,33	999,39
Energetische Addition für Aufpunkt						63,04

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, BuS B-3, 1. Sohle

Immissionspunkt B

Standort Quelle	Formelz	Einheit	BS-3-QA-1	BS-3-BohrA	BS-3-Brecher	BS-3-QA-2
			BS-3-IB	BS-3-IB	BS-3-IB	BS-3-IB
Standort Aufpunkt						
Gestein B						
Schalleistungspegel						
Radlader	Formelz	dB(A)	108,00			
SKW		dB(A)	110,00		110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Bohrgerät		dB(A)		120,00		
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	3,23			
SKW		h	5,32		1,83	0,83
Brecher		h			8,00	
Bohrgerät		h		8,00		
Schalleistungspegel		dB(A)	107,68	116,99	110,46	97,15
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	B	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	3,01	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	163,00	165,80	335,70	246,61
Abstandsmaß	D_S	dB(A)	55,24	55,39	61,52	58,84
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,00	0,00	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,33	0,33	0,67	0,49
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	6,13	12,92	3,50	8,63
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	3,38	1,87	4,43	3,52
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	112,75	0,00	0,00	0,00
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,24	0,00	0,00	0,00
Schirmwert	e					
	z		-0,01	0,00	0,00	0,00
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Summe			54,75	62,41	46,85	40,31
Zwischenwert			298666,03	1740655,89	48462,55	10744,26
Energetische Addition für Aufpunkt						63,22

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, BuS B-3, 1. Sohle

Immissionspunkt C

Standort Quelle		Einheit	BS-3-QA-1	BS-3-BohrA	BS-3-Brecher	BS-3-QA-2
			BS-3-IC	BS-3-IC	BS-3-IC	BS-3-IC
Standort Aufpunkt						
Gestein B						
Schallleistungspegel	Formelz					
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW		dB(A)	110,00		110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Bohrgerät		dB(A)		120,00		
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	3,23			
SKW		h	5,32		1,83	0,83
Brecher		h			8,00	
Bohrgerät		h		8,00		
Schalleistungspegel		dB(A)	107,68	116,99	110,46	97,15
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	B	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	3,01	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	175,92	210,19	367,44	203,35
Abstandsmaß	D_S	dB(A)	55,91	57,45	62,30	57,16
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,00	0,00	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,35	0,42	0,73	0,41
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	13,46	20,36	13,65	6,64
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	1,94	1,23	3,48	3,59
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	112,75	0,00	0,00	0,00
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,24	0,00	0,00	0,00
Schirmwert	e					
	z		-12,93	0,00	0,00	0,00
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Summe			55,51	60,90	46,96	42,01
Zwischenwert			355583,89	1229692,00	49622,03	15867,48
Energetische Addition für Aufpunkt						62,18

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, BuS B-3, 1. Sohle

Immissionspunkt D

Standort Quelle			BS-3-QA	BS-3-BohrA	BS-3-Brecher	BS-3-QA-2
			BS-3-ID	BS-3-ID	BS-3-ID	BS-3-ID
Standort Aufpunkt						
Gestein B						
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW		dB(A)	110,00		110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Bohrgerät		dB(A)		120,00		
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	3,23			
SKW		h	5,32		1,83	0,83
Brecher		h			8,00	
Bohrgerät		h		8,00		
Schalleistungspegel		dB(A)	107,68	116,99	110,46	97,15
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	B	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	3,01	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	163,00	165,80	172,95	62,64
Abstandsmaß	D_S	dB(A)	55,24	55,39	55,76	46,94
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,00	0,00	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,33	0,33	0,35	0,13
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	6,13	12,92	3,50	0,98
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{B.M.o}$	dB(A)	3,38	1,87	4,04	4,12
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D.o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G.o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	112,75	0,00	0,00	16,40
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,24	0,00	0,00	50,24
Schirmwert	e		-0,01	0,00	0,00	4,00
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,96
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	0,00	0,00	0,00	20,52
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	0,00	0,00	0,00	16,41
Summe			54,75	62,41	53,33	35,59
Zwischenwert			298666,03	1740655,89	215046,67	3618,50
Energetische Addition für Aufpunkt						63,54

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, BuS B-3, 4. Sohle

Immissionspunkt A

Standort Quelle			BS-3-QB-1	BS-3-BohrA	BS-3-Brecher	BS-3-QB-2
Standort Aufpunkt			BS-3-IA	BS-3-IA	BS-3-IA	BS-3-IA
Gestein B			SKW	Bohrgerät	Brecher	LKW (Rampe)
Schalleistungspegel						
Radlader						
SKW 1			108,00		110,00	110,00
SKW 2			108,00		108,00	108,00
Brecher					110,00	
Bohrgerät				120,00		
Betriebszeiten						
Radlader			3,23			
SKW			4,20		1,61	2,19
Brecher					8,00	
Bohrgerät				8,00		
Schalleistungspegel			108,29	116,99	110,64	103,40
Schallquellenhöhe			2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe			5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß			0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	C	B	C
Raumwinkelmaß			6,02	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP			185,99	147,84	127,90	283,13
Abstandsmaß			56,39	54,40	53,14	60,04
Oktavmittelfrequenz			500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittelfrequenz abhängig)			0,002	0,00	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß			0,37	0,30	0,26	0,57
mittlere Höhe über Grund			2,33	2,60	3,50	28,17
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß			4,33	4,13	3,74	1,21
Weglänge durch Bewuchs (<200m)			0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient			0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß			0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung			0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß			0,00	0,00	0,00	0,00
			Mehrfachbeug			
			3,00	3,00	3,00	3,00
			20,00	20,00	20,00	20,00
			1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante			29,89	99,59	0,00	232,46
Schirmkante Aufpunkt			50,25	50,25	0,00	50,68
Weglänge des gebeugten Schallstrahls			107,92			
Schirmwert			2,07	2,00	0,00	0,01
Korrektur Witterungseinflüsse			0,88	0,81	0,00	0,00
Abschirmmaß			17,39	16,91	0,00	4,77
Einfügungsdämpfungsmaß			13,05	12,78	0,00	3,57
Summe			40,16	51,41	56,52	44,05
Zwischenwert			10368,30	138330,20	448240,10	25387,03
Energetische Addition für Aufpunkt						57,94

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, BuS B-3, 4. Sohle

Immissionspunkt B

Standort Quelle			BS-3-QB-1	BS-3-BohrB	BS-3-Brecher	BS-3-QB-2
			BS-3-IB	BS-3-IB	BS-3-IB	BS-3-IB
Standort Aufpunkt						
Gestein B						
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW 1		dB(A)	110,00		110,00	110,00
SKW 2		dB(A)	108,00		108,00	108,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Bohrgerät		dB(A)		120,00		
Betriebszeiten	t_b					
Radlader		h	3,23			
SKW		h	4,20		1,61	2,19
Brecher		h			8,00	
Bohrgerät		h		8,00		
Schallleistungspegel		dB(A)	108,29	116,99	110,64	103,40
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	173,82	172,58	335,70	196,50
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	55,80	55,74	61,52	56,87
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,00	0,00	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,35	0,35	0,67	0,39
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	10,98	10,71	20,29	19,24
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	2,43	2,47	2,64	1,17
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	126,13	122,34	0,00	136,84
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,25	51,41	0,00	59,99
Weglänge des gebeugten Schallstrahls	e	m				
Schirmwert	z		2,56	1,16	0,00	0,33
Korrektur Witterungseinflüsse	K_w	dB(A)	0,79	0,71	0,00	0,46
Abschirmmaß	D_z	dB(A)	17,85	14,26	0,00	8,60
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	15,41	11,78	0,00	7,43
Summe			40,31	52,67	48,82	43,56
Zwischenwert			10742,95	184938,69	76247,19	22721,58
Energetische Addition für Aufpunkt						54,69

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, BuS B-3, 4. Sohle

Immissionspunkt C

Standort Quelle			BS-3-QB-1	BS-3-BohrB	BS-3-Brecher	BS-3-QB-2
			BS-3-IC	BS-3-IC	BS-3-IC	BS-3-IC
Standort Aufpunkt						
Gestein B						
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW1		dB(A)	110,00		110,00	110,00
SKW2		dB(A)	108,00		108,00	108,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Bohrgerät		dB(A)		120,00		
Betriebszeiten	t_b					
Radlader		h	3,23			
SKW		h	4,20		1,61	2,19
Brecher		h			8,00	
Bohrgerät		h		8,00		
Schalleistungspegel		dB(A)	108,29	116,99	110,64	103,40
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	185,99	215,58	367,44	76,31
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	56,39	57,67	62,30	48,65
Oktavmittelfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittelfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,00	0,00	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,37	0,43	0,73	0,15
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	9,42	19,55	23,26	0,95
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	2,91	1,46	2,54	4,28
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	137,80	165,84	0,00	33,67
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,25	50,25	0,00	50,25
Weglänge des gebeugten Schallstrahls	e	m				
Schirmwert	z		2,06	0,51	0,00	7,61
Korrektur Witterungseinflüsse	K_w	dB(A)	0,76	0,52	0,00	0,95
Abschirmmaß	D_z	dB(A)	16,77	10,22	0,00	23,24
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	13,85	8,76	0,00	18,96
Summe			40,78	54,69	48,07	37,38
Zwischenwert			11962,25	294114,09	64076,82	5474,85
Energetische Addition für Aufpunkt						55,75

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, BuS B-3, 4. Sohle

Immissionspunkt D

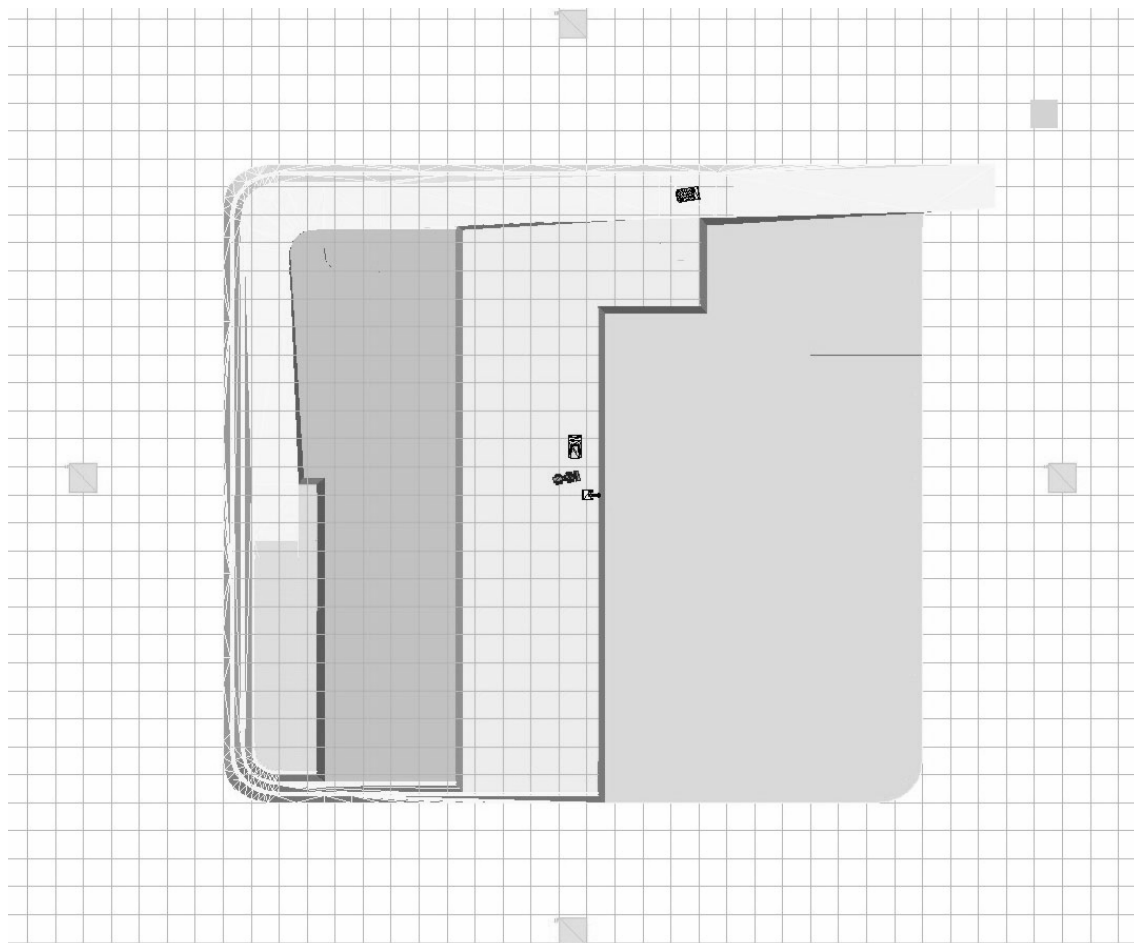
Standort Quelle			BS-3-QB-1	BS-3-BohrB	BS-3-Brecher	BS-3-QB-2
			BS-3-ID	BS-3-ID	BS-3-ID	BS-3-ID
Standort Aufpunkt						
Gestein B						
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW1		dB(A)	110,00		110,00	110,00
SKW2		dB(A)	108,00		108,00	108,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Bohrgerät		dB(A)		120,00		
Betriebszeiten	t_b					
Radlader		h	3,23			
SKW		h	4,20		1,61	2,19
Brecher		h			8,00	
Bohrgerät		h		8,00		
Schallleistungspegel		dB(A)	108,29	116,99	110,64	103,40
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	173,82	172,58	172,95	196,50
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	55,80	55,74	55,76	56,87
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,00	0,00	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,35	0,35	0,35	0,39
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	3,45	4,09	3,50	11,31
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	4,06	3,91	4,04	2,67
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	87,31	123,71	0,00	136,07
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,50	51,41	0,00	61,24
Weglänge des gebeugten Schallstrahls	e	m	39,40			
Schirmwert	z		3,38	2,54	0,00	0,80
Korrektur Witterungseinflüsse	K_w	dB(A)	0,85	0,79	0,00	0,60
Abschirmmaß	D_z	dB(A)	19,28	17,81	0,00	12,27
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	15,22	13,90	0,00	9,60
Summe			38,88	49,12	53,50	39,90
Zwischenwert			7723,22	81569,80	224051,82	9767,09
Energetische Addition für Aufpunkt						55,09

Zusammenfassung der Schallimmission für das Modell BuS B-3

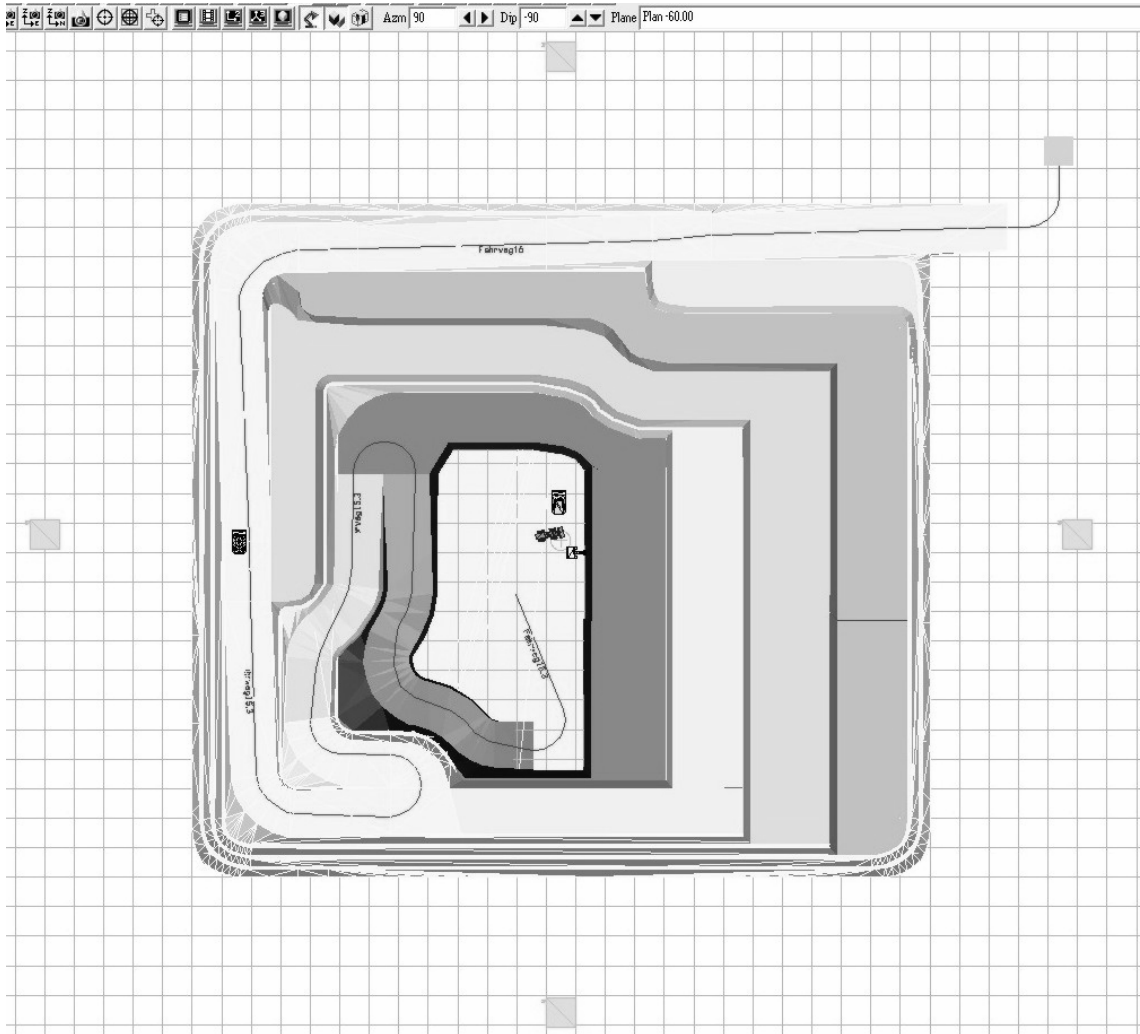
BuS B-3 Name Immissionspunkt	L _S [dB(A)] Abbau auf 1. AE Szenario 6.2	L _S [dB(A)] Abbau auf 4. AE Szenario 16.2	Differenz
BS-3-IA	63,04	57,94	5,10
BS-3-IB	63,22	54,69	8,53
BS-3-IC	62,18	55,75	6,43
BS-3-ID	63,54	55,09	8,44
Mittelungspegel	63,0	56,1	6,96

Anlage 26.2 Berechnungsmethodik HYHA-3

Draufsicht der Situation 5.1, 1. Sohle, HYHA A-3



Draufsicht der Situation 15.3, 6. Sohle, HYHA A-3



Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, HYHA A-3, 1. Sohle

Immissionspunkt A

Standort Quelle			HYHA-3-QA-1		HYHA-3-Brecher	HYHA-3-QA-2
Standort Aufpunkt			HYHA-3-IA		HYHA-3-IA	HYHA-3-IA
Gestein A			SKW+HYHA+Lader		Brecher+SKW	LKW (Rampe)
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW		dB(A)	110,00		110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Hydraulikhammer		dB(A)	122,00			
Hydraulikbagger		dB(A)	110,01			
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	3,42			
SKW		h	5,52		1,74	0,72
Brecher		h			8,00	
Hydraulikhammer		h	5,60			
Hydraulikbagger		h	8,00			
Schalleistungspegel		dB(A)	118,24		110,44	96,50
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00		2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00		5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00		0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C		B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02		3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	175,24		132,35	168,72
Abstandsmaß	D_S	dB(A)	55,87		53,43	55,54
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00		500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002		0,002	0,002
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,35		0,26	0,34
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	1,09		3,50	1,14
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM, o}$	dB(A)	4,57		3,78	4,55
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00		0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05		0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D, o}$	dB(A)	0,00		0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00		0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G, o}$	dB(A)	0,00		0,00	0,00
	C1		3,00		3,00	3,00
	C2		20,00		20,00	20,00
	C3		1,00		1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	14,25		0,00	19,14
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	163,04		0,00	150,51
Schirmwert	e					
	z		2,05		0,00	0,93
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,85		0,00	0,77
Abschirmmaß	D_z	dB(A)	17,25		0,00	13,73
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	12,68		0,00	9,18
Summe			50,79		55,97	32,92
Zwischenwert			119900,46		395176,64	1957,47
Energetische Addition für Aufpunkt						57,14

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, HYHA A-3, 1. Sohle

Immissionspunkt B

Standort Quelle			HYHA-3-QA-1	HYHA-3-Brecher	HYHA-3-QA-2
			HYHA-3-IB	HYHA-3-IB	HYHA-3-IB
Standort Aufpunkt					
Gestein A					
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit			
Radlader		dB(A)	108,00		
SKW		dB(A)	110,00	110,00	110,00
Brecher		dB(A)		110,00	
Hydraulikhammer		dB(A)	122,00		
Hydraulikbagger		dB(A)	110,01		
Betriebszeiten	t_B				
Radlader		h	3,42		
SKW		h	5,52	1,74	0,72
Brecher		h		8,00	
Hydraulikhammer		h	5,60		
Hydraulikbagger		h	8,00		
Schallleistungspegel		dB(A)	118,24	110,44	96,50
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	164,58	340,83	271,08
Abstandsmaß	D_S	dB(A)	55,33	61,65	59,66
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,002	0,002
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,33	0,68	0,54
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	5,32	3,50	1,40
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{B,M,o}$	dB(A)	3,58	4,43	4,61
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	0,00	0,00	0,00
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	0,00	0,00	0,00
Schirmwert	e				
	z		0,00	0,00	0,00
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,00	0,00	0,00
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	0,00	0,00	0,00
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	0,00	0,00	0,00
Summe			65,02	46,68	37,71
Zwischenwert			3175299,42	46590,34	5895,58
Energetische Addition für Aufpunkt					65,09

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, HYHA A-3, 1. Sohle

Immissionspunkt C

Standort Quelle			HYHA-3-QA-1	HYHA-3-Brecher	HYHA-3-QA-2
Standort Aufpunkt			HYHA-3-IC	HAHA-3-IC	HYHA-3-IC
Gestein A					
Schalleistungspegel	Formelz	Einheit			
Radlader		dB(A)	108,00		
SKW		dB(A)	110,00	110,00	110,00
Brecher		dB(A)		110,00	
Hydraulikhammer		dB(A)	122,00		
Hydraulikbagger		dB(A)	110,01		
Betriebszeiten	t_B				
Radlader		h	3,42		
SKW		h	5,52	1,74	0,72
Brecher		h		8,00	
Hydraulikhammer		h	5,60		
Hydraulikbagger		h	8,00		
Schalleistungspegel		dB(A)	118,24	110,44	96,50
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	175,42	368,10	240,66
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	55,88	62,32	58,63
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,002	0,002
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,35	0,74	0,48
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	11,54	11,93	10,30
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{B,M,o}$	dB(A)	2,34	3,65	3,24
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	0,00	0,00	0,00
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	0,00	0,00	0,00
Schirmwert	e				
	z		0,00	0,00	0,00
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,00	0,00	0,00
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	0,00	0,00	0,00
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	0,00	0,00	0,00
Summe			65,69	46,75	40,18
Zwischenwert			3703202,52	47287,29	10411,55
Energetische Addition für Aufpunkt					65,75

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, HYHA A-3, 1. Sohle

Immissionspunkt D

Standort Quelle			HYHA-3-QA	HYHA-3-Brecher	HYHA-3-QA-2
			HYHA-3-ID	HYHA-3-ID	HYHA-3-ID
Standort Aufpunkt					
Gestein A					
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit			
Radlader		dB(A)	108,00		
SKW		dB(A)	110,00	110,00	110,00
Brecher		dB(A)		110,00	
Hydraulikhammer		dB(A)	122,00		
Hydraulikbagger		dB(A)	110,01		
Betriebszeiten	t_B				
Radlader		h	3,42		
SKW		h	5,52	1,74	0,72
Brecher		h		8,00	
Hydraulikhammer		h	5,60		
Hydraulikbagger		h	8,00		
Schalleistungspegel		dB(A)	118,24	110,44	96,50
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	164,45	171,54	75,00
Abstandsmaß	D_S	dB(A)	55,32	55,69	48,50
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,002	0,002
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,33	0,34	0,15
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	5,65	3,50	1,30
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM, o}$	dB(A)	3,51	4,03	4,07
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D, o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G, o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_O	m	0,00	0,00	15,15
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	0,00	0,00	61,20
	e				
Schirmwert	z		0,00	0,00	1,35
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,00	0,00	0,92
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	0,00	0,00	15,87
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	0,00	0,00	11,79
Summe			65,10	53,38	38,01
Zwischenwert			3237238,73	217913,59	6318,39
Energetische Addition für Aufpunkt					65,39

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, HYHA A-3, 6. Sohle

Immissionspunkt A

Standort Quelle			HYHA-3-QB-1	HYHA-3-Brecher	HYHA-3-QB-2
Standort Aufpunkt			HYHA-3-IA	HYHA-3-IA	HYHA-3-IA
Gestein A			SKW	Brecher	LKW (Rampe)
Schalleistungspegel	Formelz	Einheit			
Radlader		dB(A)	108,00		
SKW1		dB(A)	110,00	110,00	110,00
SKW2		dB(A)	108,00	108,00	108,00
Brecher		dB(A)		110,00	
Hydraulikhammer		dB(A)	122,00		
Hydraulikbagger		dB(A)	110,01		
Betriebszeiten	t_B				
Radlader		h	3,42		
SKW		h	4,23	2,15	1,59
Brecher		h		8,00	
Hydraulikhammer		h	5,60		
Hydraulikbagger		h	8,00		
Schalleistungspegel		dB(A)	118,29	110,84	102,01
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	186,05	132,35	285,08
Abstandsmaß	D_S	dB(A)	56,39	53,43	60,10
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,37	0,26	0,57
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	1,02	3,50	22,69
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM, o}$	dB(A)	4,60	3,78	1,93
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D, o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G, o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00
			Mehrfachbeug		
			C1	3,00	3,00
			C2	20,00	20,00
			C3	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	13,28	0,00	234,84
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,25	0,00	50,32
Weglänge des gebeugten Schallstrahls	e	m	124,91		
Schirmwert	z		2,39	0,00	0,08
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,92	0,00	0,10
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	18,19	0,00	5,09
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	13,60	0,00	3,17
Summe			49,35	56,37	42,27
Zwischenwert			86081,52	433249,89	16878,63
Energetische Addition für Aufpunkt					57,29

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, HYHA A-3, 6. Sohle

Immissionspunkt B

Standort Quelle			HYHA-3-QB-1		HYHA-3-Brecher	HYHA-3-QB-2
Standort Aufpunkt			HYHA-3-IB		HYHA-3-IB	HYHA-3-IB
Gestein A						
Schalleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW1		dB(A)	110,00		110,00	110,00
SKW2		dB(A)	108,00		108,00	108,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Hydraulikhammer		dB(A)	122,00			
Hydraulikbagger		dB(A)	110,01			
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	3,42			
SKW		h	4,23		2,15	1,59
Brecher		h			8,00	
Hydraulikhammer		h	5,60			
Hydraulikbagger		h	8,00			
Schalleistungspegel		dB(A)	118,29		110,84	102,01
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00		2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00		5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00		0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C		B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02		3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	175,75		340,83	199,26
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	55,90		61,65	56,99
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00		500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002		0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,35		0,68	0,40
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	10,54		19,46	15,00
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM, o}$	dB(A)	2,56		2,76	2,01
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00		0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05		0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D, o}$	dB(A)	0,00		0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00		0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G, o}$	dB(A)	0,00		0,00	0,00
	C1		3,00		3,00	3,00
	C2		20,00		20,00	20,00
	C3		1,00		1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	127,97		0,00	139,46
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,25		0,00	60,10
Weglänge des gebeugten Schallstrahls	e	m				
Schirmwert	z		2,47		0,00	0,30
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,79		0,00	0,43
Abschirmmaß	D_z	dB(A)	17,67		0,00	8,27
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	15,12		0,00	6,26
Summe			50,38		48,76	42,37
Zwischenwert			109238,91		75116,30	17273,00
Energetische Addition für Aufpunkt						53,05

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, HYHA A-3, 6. Sohle

Immissionspunkt C

Standort Quelle			HYHA-3-QB-1		HYHA-3-Brecher	HYHA-3-QB-2
Standort Aufpunkt			HYHA-3-IC		HYHA-3-IC	HYHA-3-IC
Gestein A						
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW 1		dB(A)	110,00		110,00	110,00
SKW 2		dB(A)	108,00		108,00	108,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Hydraulikhammer		dB(A)	122,00			
Hydraulikbagger		dB(A)	110,01			
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	3,42			
SKW		h	4,23		2,15	1,59
Brecher		h			8,00	
Hydraulikhammer		h	5,60			
Hydraulikbagger		h	8,00			
Schalleistungspegel		dB(A)	118,29		110,84	102,01
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00		2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00		5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00		0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C		B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02		3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	185,96		368,10	74,54
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	56,39		62,32	48,45
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00		500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002		0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,37		0,74	0,15
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	6,73		20,50	0,74
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{Bm,o}$	dB(A)	3,45		2,82	4,38
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00		0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05		0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00		0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00		0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00		0,00	0,00
	C1		3,00		3,00	3,00
	C2		20,00		20,00	20,00
	C3		1,00		1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	137,74		0,00	32,67
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,25		0,00	50,25
Weglänge des gebeugten Schallstrahls	e	m				
Schirmwert	z		2,03		0,00	8,38
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,75		0,00	0,96
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	16,70		0,00	23,66
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	13,25		0,00	19,28
Summe			50,85		47,98	35,78
Zwischenwert			121612,35		62755,65	3780,96
Energetische Addition für Aufpunkt						52,75

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, HYHA A-3, 6. Sohle

Immissionspunkt D

Standort Quelle Standort Aufpunkt		Einheit	HYHA-3-QB-1		HYHA-3-Brecher	HYHA-3-QB-2
			HYHA-3-ID		HYHA-3-ID	HYHA-3-ID
Gestein A						
Schalleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW1		dB(A)	110,00		110,00	110,00
SKW2		dB(A)	108,00		108,00	108,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Hydraulikhammer		dB(A)	122,00			
Hydraulikbagger		dB(A)	110,01			
Betriebszeiten	t_b					
Radlader		h	3,42			
SKW		h	4,23		2,15	1,59
Brecher		h			8,00	
Hydraulikhammer		h	5,60			
Hydraulikbagger		h	8,00			
Schalleistungspegel		dB(A)	118,29		110,84	102,01
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00		2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00		5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00		0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C		B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02		3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	175,62		171,54	199,16
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	55,89		55,69	56,98
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00		500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002		0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,35		0,34	0,40
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	2,40		3,50	7,44
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	4,29		4,03	3,42
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00		0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05		0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00		0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00		0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00		0,00	0,00
	C1		3,00		3,00	3,00
	C2		20,00		20,00	20,00
	C3		1,00		1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	61,60		0,00	139,39
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,25		0,00	60,06
Weglänge des gebeugten Schallstrahls	e	m	66,75			
Schirmwert	z		2,98		0,00	0,29
Korrektur Witterungseinflüsse	K_w	dB(A)	0,86		0,00	0,43
Abschirmmaß	D_z	dB(A)	18,82		0,00	8,16
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	14,53		0,00	4,75
Summe			49,24		53,78	42,49
Zwischenwert			84034,09		238904,25	17746,55
Energetische Addition für Aufpunkt						55,32

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, HYHA B-3, 1. Sohle

Immissionspunkt A

Standort Quelle			HYHA-3-QA-1		HYHA-3-Brecher	HYHA-3-QA-2
Standort Aufpunkt			HYHA-3-IA		HYHA-3-IA	HYHA-3-IA
Gestein B			SKW+HYHA+Lader		Brecher+SKW	LKW (Rampe)
Schalleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW		dB(A)	110,00		110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Hydraulikhammer		dB(A)	125,01			
Hydraulikbagger		dB(A)	110,01			
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	3,42			
SKW		h	5,52		1,74	0,72
Brecher		h			8,00	
Hydraulikhammer		h	5,60			
Hydraulikbagger		h	8,00			
Schalleistungspegel		dB(A)	120,87		110,44	96,50
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00		2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00		5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00		0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C		B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02		3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	175,24		132,35	168,72
Abstandsmaß	D_S	dB(A)	55,87		53,43	55,54
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00		500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002		0,002	0,002
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,35		0,26	0,34
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	1,09		3,50	1,14
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM, o}$	dB(A)	4,57		3,78	4,55
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00		0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05		0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D, o}$	dB(A)	0,00		0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00		0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G, o}$	dB(A)	0,00		0,00	0,00
	C1		3,00		3,00	3,00
	C2		20,00		20,00	20,00
	C3		1,00		1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	14,25		0,00	19,14
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	163,04		0,00	150,51
Schirmwert	e					
	z		2,05		0,00	0,93
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,85		0,00	0,77
Abschirmmaß	D_z	dB(A)	17,25		0,00	13,73
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	12,68		0,00	9,18
Summe			53,42		55,97	32,92
Zwischenwert			219731,72		395176,64	1957,47
Energetische Addition für Aufpunkt						57,90

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, HYHA B-3, 1. Sohle

Immissionspunkt B

Standort Quelle			HYHA-3-QA-1	HYHA-3-Brecher	HYHA-3-QA-2
			HYHA-3-IB	HYHA-3-IB	HYHA-3-IB
Standort Aufpunkt					
Gestein B					
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit			
Radlader		dB(A)	108,00		
SKW		dB(A)	110,00	110,00	110,00
Brecher		dB(A)		110,00	
Hydraulikhammer		dB(A)	125,01		
Hydraulikbagger		dB(A)	110,01		
Betriebszeiten	t_B				
Radlader		h	3,42		
SKW		h	5,52	1,74	0,72
Brecher		h		8,00	
Hydraulikhammer		h	5,60		
Hydraulikbagger		h	8,00		
Schallleistungspegel		dB(A)	120,87	110,44	96,50
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	164,58	340,83	271,08
Abstandsmaß	D_S	dB(A)	55,33	61,65	59,66
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,002	0,002
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,33	0,68	0,54
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	5,32	3,50	1,40
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,0}$	dB(A)	3,58	4,43	4,61
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,0}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,0}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	0,00	0,00	0,00
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	0,00	0,00	0,00
Schirmwert	e				
	z		0,00	0,00	0,00
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,00	0,00	0,00
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	0,00	0,00	0,00
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	0,00	0,00	0,00
Summe			67,65	46,68	37,71
Zwischenwert			5819110,10	46590,34	5895,58
Energetische Addition für Aufpunkt					67,69

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, HYHA B-3, 1. Sohle

Immissionspunkt C

Standort Quelle			HYHA-3-QA-1	HYHA-3-Brecher	HYHA-3-QA-2
Standort Aufpunkt			HYHA-3-IC	HAHA-3-IC	HYHA-3-IC
Gestein B					
Schalleistungspegel	Formelz	Einheit			
Radlader		dB(A)	108,00		
SKW		dB(A)	110,00	110,00	110,00
Brecher		dB(A)		110,00	
Hydraulikhammer		dB(A)	125,01		
Hydraulikbagger		dB(A)	110,01		
Betriebszeiten	t_B				
Radlader		h	3,42		
SKW		h	5,52	1,74	0,72
Brecher		h		8,00	
Hydraulikhammer		h	5,60		
Hydraulikbagger		h	8,00		
Schalleistungspegel		dB(A)	120,87	110,44	96,50
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	175,42	368,10	240,66
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	55,88	62,32	58,63
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,002	0,002
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,35	0,74	0,48
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	11,54	11,93	10,30
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{B,M,o}$	dB(A)	2,34	3,65	3,24
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	0,00	0,00	0,00
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	0,00	0,00	0,00
Schirmwert	e				
	z		0,00	0,00	0,00
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,00	0,00	0,00
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	0,00	0,00	0,00
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	0,00	0,00	0,00
Summe			68,32	46,75	40,18
Zwischenwert			6786554,70	47287,29	10411,55
Energetische Addition für Aufpunkt					68,35

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, HYHA B-3, 1. Sohle

Immissionspunkt D

Standort Quelle Standort Aufpunkt			HYHA-3-QA	HYHA-3-Brecher	HYHA-3-QA-2
			HYHA-3-ID	HYHA-3-ID	HYHA-3-ID
Gestein B					
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit			
Radlader		dB(A)	108,00		
SKW		dB(A)	110,00	110,00	110,00
Brecher		dB(A)		110,00	
Hydraulikhammer		dB(A)	125,01		
Hydraulikbagger		dB(A)	110,01		
Betriebszeiten	t_B				
Radlader		h	3,42		
SKW		h	5,52	1,74	0,72
Brecher		h		8,00	
Hydraulikhammer		h	5,60		
Hydraulikbagger		h	8,00		
Schallleistungspegel		dB(A)	120,87	110,44	96,50
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	164,45	171,54	75,00
Abstandsmaß	D_S	dB(A)	55,32	55,69	48,50
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,002	0,002
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,33	0,34	0,15
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	5,65	3,50	1,30
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	3,51	4,03	4,07
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	0,00	0,00	15,15
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	0,00	0,00	61,20
Schirmwert	e				
	z		0,00	0,00	1,35
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,00	0,00	0,92
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	0,00	0,00	15,87
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	0,00	0,00	11,79
Summe			67,73	53,38	38,01
Zwischenwert			5932621,19	217913,59	6318,39
Energetische Addition für Aufpunkt					67,89

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, HYHA B-3, 6. Sohle

Immissionspunkt A

Standort Quelle			HYHA-3-QB-1		HYHA-3-Brecher	HYHA-3-QB-2
Standort Aufpunkt			HYHA-3-IA		HYHA-3-IA	HYHA-3-IA
Gestein B			SKW		Brecher	LKW (Rampe)
Schalleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW1		dB(A)	110,00		110,00	110,00
SKW2		dB(A)	108,00		108,00	108,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Hydraulikhammer		dB(A)	125,01			
Hydraulikbagger		dB(A)	110,01			
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	3,42			
SKW		h	4,23		2,15	1,59
Brecher		h			8,00	
Hydraulikhammer		h	5,60			
Hydraulikbagger		h	8,00			
Schalleistungspegel		dB(A)	120,89		110,84	102,01
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00		2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00		5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00		0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C		B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02		3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	186,05		132,35	285,08
Abstandsmaß	D_S	dB(A)	56,39		53,43	60,10
Oktavmittelfrequenz		Hz	500,00		500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittelfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002		0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,37		0,26	0,57
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	1,02		3,50	22,69
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	4,60		3,78	1,93
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00		0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05		0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00		0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00		0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00		0,00	0,00
			Mehrfachbeug			
			C1		3,00	3,00
			C2		20,00	20,00
			C3		1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	13,28		0,00	234,84
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,25		0,00	50,32
Weglänge des gebeugten Schallstrahls	e	m	124,91			
Schirmwert	z		2,39		0,00	0,08
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,92		0,00	0,10
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	18,19		0,00	5,09
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	13,60		0,00	3,17
Summe			51,96		56,37	42,27
Zwischenwert			156925,31		433249,89	16878,63
Energetische Addition für Aufpunkt						57,83

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, HYHA B-3, 6. Sohle

Immissionspunkt B

Standort Quelle			HYHA-3-QB-1		HYHA-3-Brecher	HYHA-3-QB-2
			HYHA-3-IB		HYHA-3-IB	HYHA-3-IB
Standort Aufpunkt						
Gestein B						
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW1		dB(A)	110,00		110,00	110,00
SKW2		dB(A)	108,00		108,00	108,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Hydraulikhammer		dB(A)	125,01			
Hydraulikbagger		dB(A)	110,01			
Betriebszeiten	t _B					
Radlader		h	3,42			
SKW		h	4,23		2,15	1,59
Brecher		h			8,00	
Hydraulikhammer		h	5,60			
Hydraulikbagger		h	8,00			
Schallleistungspegel		dB(A)	120,89		110,84	102,01
Schallquellenhöhe	h _Q	m	2,00		2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h _A	m	5,00		5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00		0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C		B	C
Raumwinkelmaß	K ₀	dB(A)	6,02		3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s _m	m	175,75		340,83	199,26
Abstandsmaß	D _S	dB(A)	55,90		61,65	56,99
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00		500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α _L	dB/m	0,002		0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D _L	dB(A)	0,35		0,68	0,40
mittlere Höhe über Grund	h _m	m	10,54		19,46	15,00
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	D _{BM, o}	dB(A)	2,56		2,76	2,01
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s _D		0,00		0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α _D	dB/m	0,05		0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	D _{D, o}	dB(A)	0,00		0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s _G	m	0,00		0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	D _{G, o}	dB(A)	0,00		0,00	0,00
	C1		3,00		3,00	3,00
	C2		20,00		20,00	20,00
	C3		1,00		1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a _Q	m	127,97		0,00	139,46
Schirmkante Aufpunkt	a _A	m	50,25		0,00	60,10
Weglänge des gebeugten Schallstrahls	e	m				
Schirmwert	z		2,47		0,00	0,30
Korrektur Witterungseinflüsse	K _W	dB(A)	0,79		0,00	0,43
Abschirmmaß	D _Z	dB(A)	17,67		0,00	8,27
Einfügungsdämpfungsmaß	D _e	dB(A)	15,12		0,00	6,26
Summe			52,99		48,76	42,37
Zwischenwert			199140,89		75116,30	17273,00
Energetische Addition für Aufpunkt						54,65

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, HYHA B-3, 6. Sohle

Immissionspunkt C

Standort Quelle			HYHA-3-QB-1		HYHA-3-Brecher	HYHA-3-QB-2
Standort Aufpunkt			HYHA-3-IC		HYHA-3-IC	HYHA-3-IC
Gestein B						
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW 1		dB(A)	110,00		110,00	110,00
SKW 2		dB(A)	108,00		108,00	108,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Hydraulikhammer		dB(A)	125,01			
Hydraulikbagger		dB(A)	110,01			
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	3,42			
SKW		h	4,23		2,15	1,59
Brecher		h			8,00	
Hydraulikhammer		h	5,60			
Hydraulikbagger		h	8,00			
Schalleistungspegel		dB(A)	120,89		110,84	102,01
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00		2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00		5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00		0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C		B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02		3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	185,96		368,10	74,54
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	56,39		62,32	48,45
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00		500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002		0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,37		0,74	0,15
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	6,73		20,50	0,74
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{Bm,o}$	dB(A)	3,45		2,82	4,38
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00		0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05		0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00		0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00		0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00		0,00	0,00
	C1		3,00		3,00	3,00
	C2		20,00		20,00	20,00
	C3		1,00		1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	137,74		0,00	32,67
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,25		0,00	50,25
Weglänge des gebeugten Schallstrahls	e	m				
Schirmwert	z		2,03		0,00	8,38
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,75		0,00	0,96
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	16,70		0,00	23,66
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	13,25		0,00	19,28
Summe			53,46		47,98	35,78
Zwischenwert			221697,48		62755,65	3780,96
Energetische Addition für Aufpunkt						54,60

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, HYHA B-3, 6. Sohle

Immissionspunkt D

Standort Quelle			HYHA-3-QB-1		HYHA-3-Brecher	HYHA-3-QB-2
			HYHA-3-ID		HYHA-3-ID	HYHA-3-ID
Standort Aufpunkt						
Gestein B						
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW1		dB(A)	110,00		110,00	110,00
SKW2		dB(A)	108,00		108,00	108,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Hydraulikhammer		dB(A)	125,01			
Hydraulikbagger		dB(A)	110,01			
Betriebszeiten	t_b					
Radlader		h	3,42			
SKW		h	4,23		2,15	1,59
Brecher		h			8,00	
Hydraulikhammer		h	5,60			
Hydraulikbagger		h	8,00			
Schalleistungspegel		dB(A)	120,89		110,84	102,01
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00		2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00		5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00		0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C		B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02		3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	175,62		171,54	199,16
Abstandsmaß	D_S	dB(A)	55,89		55,69	56,98
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00		500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002		0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,35		0,34	0,40
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	2,40		3,50	7,44
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM, o}$	dB(A)	4,29		4,03	3,42
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00		0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05		0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D, o}$	dB(A)	0,00		0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00		0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G, o}$	dB(A)	0,00		0,00	0,00
	C1		3,00		3,00	3,00
	C2		20,00		20,00	20,00
	C3		1,00		1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	61,60		0,00	139,39
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,25		0,00	60,06
Weglänge des gebeugten Schallstrahls	e	m	66,75			
Schirmwert	z		2,98		0,00	0,29
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,86		0,00	0,43
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	18,82		0,00	8,16
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	14,53		0,00	4,75
Summe			51,85		53,78	42,49
Zwischenwert			153192,89		238904,25	17746,55
Energetische Addition für Aufpunkt						56,13

Zusammenfassung der Schallimmissionen für das Modell HYHA A-3

HYHA A-3	L_S [dB(A)]	L_S [dB(A)]	
Name Immissionspunkt	Abbau auf 1. AE	Abbau auf 6. AE	Differenz
HYHA-3-IA	57,14	57,29	-0,16
HYHA-3-IB	65,09	53,05	12,04
HYHA-3-IC	65,75	52,75	13,01
HYHA-3-ID	65,39	55,32	10,07
Mittelungspegel	64,4	55,0	9,37

Zusammenfassung der Schallimmissionen für das Modell HYHA B-3

HYHA B-3	L_S [dB(A)]	L_S [dB(A)]	
Name Immissionspunkt	Abbau auf 1. AE	Abbau auf 6. AE	Differenz
HYHA-3-IA	57,90	57,83	0,07
HYHA-3-IB	67,69	54,65	13,04
HYHA-3-IC	68,35	54,60	13,76
HYHA-3-ID	67,89	56,13	11,77
Mittelungspegel	66,9	56,0	10,87

Anlage 26.3 Berechnungsmethodik BuS-9

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, BuS A-9, 1. Sohle

Immissionspunkt A

Standort Quelle			BS-9-QA-1	BS-9-BohrA	BS-9-Brecher	BS-9-QA-2
Standort Aufpunkt			BS-9-IA	BS-9-IA	BS-9-IA	BS-9-IA
Gestein A			SKW	Bohrgerät	Brecher	LKW (Rampe)
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW		dB(A)	110,00		110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Bohrgerät		dB(A)		118,00		
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	8,00			
SKW		h	4,72		2,19	1,06
Brecher		h			8,00	
Bohrgerät		h		8,00		
Schallleistungspegel		dB(A)	110,65	114,99	110,95	100,76
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	B	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	3,01	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	270,60	233,47	200,92	288,47
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	59,65	58,36	57,06	60,20
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,002	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,54	0,47	0,40	0,58
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	0,98	3,55	3,50	1,10
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM, o}$	dB(A)	4,67	4,24	4,16	4,66
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D, o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G, o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_o	m	33,88	0,00	0,00	46,67
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	238,76	0,00	0,00	243,15
Schirmwert	e					
	z		2,04	0,00	0,00	1,35
Korrektur Witterungseinflüsse	K_{WV}	dB(A)	0,69	0,00	0,00	0,58
Abschirmmaß	D_z	dB(A)	16,38	0,00	0,00	14,02
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	11,71	0,00	0,00	9,36
Summe			40,10	54,93	52,34	31,99
Zwischenwert			10240,18	310827,66	171416,16	1579,46
Energetische Addition für Aufpunkt						56,94

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, BuS A-9, 1. Sohle

Immissionspunkt B

Standort Quelle		Einheit	BS-9-QA-1	BS-9-BohrA	BS-9-Brecher	BS-9-QA-2
			BS-9-IB	BS-9-IB	BS-9-IB	BS-9-IB
Standort Aufpunkt						
Gestein A						
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW		dB(A)	110,00		110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Bohrgerät		dB(A)		118,00		
Betriebszeiten	t_b					
Radlader		h	8,00			
SKW		h	4,72		2,19	1,06
Brecher		h			8,00	
Bohrgerät		h		8,00		
Schalleistungspegel		dB(A)	110,65	114,99	110,95	100,76
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	B	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	3,01	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	234,55	233,61	482,81	377,90
Abstandsmaß	D_S	dB(A)	58,40	58,37	64,68	62,55
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,00	0,00	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,47	0,47	0,97	0,76
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	7,55	9,01	3,50	9,06
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	3,62	3,39	4,54	3,95
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Schirmwert	e					
	z		0,00	0,00	0,00	0,00
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Summe			54,17	55,77	43,77	39,54
Zwischenwert			261170,99	377900,32	23838,90	8985,09
Energetische Addition für Aufpunkt						58,27

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, BuS A-9, 1. Sohle

Immissionspunkt C

Standort Quelle			BS-9-QA-1	BS-9-BohrA	BS-9-Brecher	BS-9-QA-2
			BS-9-IC	BS-9-IC	BS-9-IC	BS-9-IC
Standort Aufpunkt						
Gestein A						
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW		dB(A)	110,00		110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Bohrgerät		dB(A)		118,00		
Betriebszeiten	t_b					
Radlader		h	8,00			
SKW		h	4,72		2,19	1,06
Brecher		h			8,00	
Bohrgerät		h		8,00		
Schalleistungspegel		dB(A)	110,65	114,99	110,95	100,76
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	B	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	3,01	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	230,70	266,57	507,48	290,13
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	58,26	59,52	65,11	60,25
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,00	0,00	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,46	0,53	1,01	0,58
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	19,24	25,24	16,58	18,39
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	1,75	1,37	3,65	2,51
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
			3,00	3,00	3,00	3,00
			20,00	20,00	20,00	21,00
			1,00	1,00	1,00	2,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m		0,00	0,00	0,00
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m		0,00	0,00	0,00
	e					
Schirmwert	z		0,00	0,00	0,00	0,00
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Summe			56,20	56,58	44,18	43,44
Zwischenwert			416524,06	455305,11	26209,05	22077,77
Energetische Addition für Aufpunkt						59,64

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, BuS A-9, 1. Sohle

Immissionspunkt D

Standort Quelle	Formelz	Einheit	BS-9-QA-1	BS-9-BohrA	BS-9-Brecher	BS-9-QA-2
			BS-9-ID	BS-9-ID	BS-9-ID	BS-9-ID
Standort Aufpunkt						
Gestein A						
Schallleistungspegel						
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW		dB(A)	110,00		110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Bohrgerät		dB(A)		118,00		
Betriebszeiten	t_b					
Radlader		h	8,00			
SKW		h	4,72		2,19	1,06
Brecher		h			8,00	
Bohrgerät		h		8,00		
Schallleistungspegel		dB(A)	110,65	114,99	110,95	100,76
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	B	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	3,01	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	234,55	230,61	219,51	87,41
Abstandsmaß	D_S	dB(A)	58,40	58,26	57,83	49,83
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,00	0,00	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,47	0,46	0,44	0,17
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	7,55	9,07	3,50	3,20
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	3,62	3,36	4,21	3,30
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	0,00	0,00	0,00	37,83
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	0,00	0,00	0,00	50,25
Schirmwert	e					
	z		0,00	0,00	0,00	0,67
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,84
Abschirmmaß	D_z	dB(A)	0,00	0,00	0,00	12,80
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	0,00	0,00	0,00	9,50
Summe			54,17	55,92	51,48	43,98
Zwischenwert			261170,99	390854,22	140479,13	25001,40
Energetische Addition für Aufpunkt						59,12

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, BuS A-9, 4. Sohle

Immissionspunkt A

Standort Quelle			BS-9-QB-1	BS-9-BohrA	BS-9-Brecher	BS-9-QB-2
Standort Aufpunkt			BS-9-IA	BS-9-IA	BS-9-IA	BS-9-IA
Gestein A			SKW	Bohrgerät	Brecher	LKW (Rampe)
Schalleistungspegel						
Radlader						
SKW 1 bis 3					113,00	113,00
SKW2			113,00		113,00	113,00
Brecher					110,00	
Bohrgerät				118,00		
Betriebszeiten						
Radlader			8,00			
SKW			3,84		2,39	1,74
Brecher					8,00	
Bohrgerät				8,00		
Schalleistungspegel			113,15	114,99	112,77	105,13
Schallquellenhöhe			2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe			5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß			0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	c	B	C
Raumwinkelmaß			6,02	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP			248,13	215,57	200,92	428,70
Abstandsmaß			58,89	57,67	57,06	63,64
Oktavmittenfrequenz			500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)			0,002	0,002	0,002	0,002
Luftabsorptionsmaß			0,50	0,43	0,40	0,86
mittlere Höhe über Grund			0,68	1,19	3,50	11,53
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß			4,70	4,60	4,16	3,85
Weglänge durch Bewuchs (<200m)			0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient			0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß			0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung			0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß			0,00	0,00	0,00	0,00
			Mehrfachbeug			
			3,00	3,00	3,00	3,00
			20,00	20,00	20,00	20,00
			1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante			28,44	37,28	0,00	331,68
Schirmkante Aufpunkt			97,25	97,25	0,00	97,25
Weglänge des gebeugten Schallstrahls			125,91	83,66		
Schirmwert			3,47	2,62	0,00	0,23
Korrektur Witterungseinflüsse			0,85	0,82	0,00	0,06
Abschirmmaß			19,43	18,11	0,00	5,34
Einfügungsdämpfungsmaß			14,73	13,51	0,00	1,50
Summe			40,35	44,80	54,16	41,30
Zwischenwert			10842,45	30182,39	260672,27	13490,73
Energetische Addition für Aufpunkt						54,99

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, BuS A-9, 4. Sohle

Immissionspunkt B

Standort Quelle			BS-9-QB-1	BS-9-BohrB	BS-9-Brecher	BS-9-QB-2
			BS-9-IB	BS-9-IB	BS-9-IB	BS-9-IB
Standort Aufpunkt						
Gestein A						
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW 1 bis 3		dB(A)	113,00		113,00	110,00
SKW2		dB(A)	113,00		113,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Bohrgerät		dB(A)		118,00		
Betriebszeiten	t_b					
Radlader		h	8,00			
SKW		h	3,84		2,39	1,74
Brecher		h			8,00	
Bohrgerät		h		8,00		
Schallleistungspegel		dB(A)	113,15	114,99	112,77	105,13
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	241,57	241,21	482,81	294,88
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	58,66	58,65	64,68	60,39
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,002	0,002	0,002
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,48	0,48	0,97	0,59
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	18,10	22,96	20,75	25,29
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	2,07	1,33	3,29	1,71
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	192,13	190,57	0,00	232,17
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,30	50,97	0,00	62,99
Weglänge des gebeugten Schallstrahls	e	m				
Schirmwert	z		0,86	0,33	0,00	0,28
Korrektur Witterungseinflüsse	K_w	dB(A)	0,56	0,39	0,00	0,25
Abschirmmaß	D_z	dB(A)	12,23	8,24	0,00	6,99
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	10,17	6,92	0,00	5,28
Summe			47,79	53,64	46,85	43,18
Zwischenwert			60185,32	230949,52	48446,30	20775,78
Energetische Addition für Aufpunkt						55,57

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, BuS A-9, 4. Sohle

Immissionspunkt C

Standort Quelle			BS-9-QB-1	BS-9-BohrB	BS-9-Brecher	BS-9-QB-2
Standort Aufpunkt			BS-9-IC	BS-9-IC	BS-9-IC	BS-9-IC
Gestein A						
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW 1 bis 3		dB(A)	110,00		110,00	110,00
SKW2		dB(A)	110,00		110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Bohrgerät		dB(A)		118,00		
Betriebszeiten	t_b					
Radlader		h	8,00			
SKW		h	3,84		2,39	1,74
Brecher		h			8,00	
Bohrgerät		h		8,00		
Schallleistungspegel		dB(A)	113,15	114,99	112,77	105,13
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	267,52	293,79	507,48	88,22
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	59,55	60,36	65,11	49,91
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,002	0,002	0,002
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,54	0,59	1,01	0,18
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	18,88	27,33	34,85	1,63
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	2,24	1,45	2,38	4,04
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	21,00
	C3		1,00	1,00	1,00	2,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	217,86	243,66	0,00	49,25
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,25	50,25	0,00	50,26
Weglänge des gebeugten Schallstrahls	e	m				
Schirmwert	z		0,59	0,12	0,00	11,29
Korrektur Witterungseinflüsse	K_w	dB(A)	0,45	0,14	0,00	0,95
Abschirmmaß	D_z	dB(A)	10,27	5,42	0,00	28,12
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	8,03	3,98	0,00	24,07
Summe			48,82	54,64	47,27	32,94
Zwischenwert			76143,83	290924,52	53355,98	1969,23
Energetische Addition für Aufpunkt						56,26

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, BuS A-9, 4. Sohle

Immissionspunkt D

Standort Quelle	Formelz	Einheit	BS-9-QB-1	BS-9-BohrB	BS-9-Brecher	BS-9-QB-2
			BS-9-ID	BS-9-ID	BS-9-ID	BS-9-ID
Standort Aufpunkt						
Gestein A						
Schallleistungspegel						
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW 1 bis 3		dB(A)	110,00		110,00	110,00
SKW 2		dB(A)	110,00		110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Bohrgerät		dB(A)		118,00		
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	8,00			
SKW		h	3,84		2,39	1,74
Brecher		h			8,00	
Bohrgerät		h		8,00		
Schalleleistungspegel		dB(A)	113,15	114,99	112,77	105,13
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	238,68	238,31	219,51	294,61
Abstandsmaß	D_S	dB(A)	58,56	58,54	57,83	60,38
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,002	0,002	0,002
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,48	0,48	0,44	0,59
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	11,11	14,76	3,50	17,84
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	3,10	2,54	4,21	2,62
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	189,38	187,67	0,00	231,86
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,30	50,99	0,00	63,03
Weglänge des gebeugten Schallstrahls	e	m	0,00			
Schirmwert	z		0,99	0,35	0,00	0,28
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,59	0,41	0,00	0,25
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	12,93	8,49	0,00	6,99
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	9,83	5,95	0,00	4,37
Summe			47,21	53,51	53,30	43,18
Zwischenwert			52569,42	224154,02	213626,37	20807,13
Energetische Addition für Aufpunkt						57,09

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, BuS B-9, 1. Sohle

Immissionspunkt A

Standort Quelle	Formelz	Einheit	BS-9-QA-1	BS-9-BohrA	BS-9-Brecher	BS-9-QA-2
			BS-9-IA	BS-9-IA	BS-9-IA	BS-9-IA
Standort Aufpunkt			SKW	Bohrgerät	Brecher	LKW (Rampe)
Gestein B						
Schalleistungspegel						
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW		dB(A)	110,00		110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Bohrgerät		dB(A)		120,00		
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	8,00			
SKW		h	4,72		2,19	1,06
Brecher		h			8,00	
Bohrgerät		h		8,00		
Schalleistungspegel		dB(A)	110,65	116,99	110,95	100,76
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	B	B	C
Raumwinkelmaß	K_Q	dB(A)	6,02	3,01	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	270,60	233,47	200,92	288,47
Abstandsmaß	D_S	dB(A)	59,65	58,36	57,06	60,20
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,002	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,54	0,47	0,40	0,58
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	0,98	3,55	3,50	1,10
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM, o}$	dB(A)	4,67	4,24	4,16	4,66
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D, o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G, o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	33,88	0,00	0,00	46,67
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	238,76	0,00	0,00	243,15
	e					
Schirmwert	z		2,04	0,00	0,00	1,35
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,69	0,00	0,00	0,58
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	16,38	0,00	0,00	14,02
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	11,71	0,00	0,00	9,36
Summe			40,10	56,93	52,34	31,99
Zwischenwert			10240,18	492628,65	171416,16	1579,46
Energetische Addition für Aufpunkt						58,30

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, BuS B-9, 1. Sohle

Immissionspunkt B

Standort Quelle		Einheit	BS-9-QA-1	BS-9-BohrA	BS-9-Brecher	BS-9-QA-2
			BS-9-IB	BS-9-IB	BS-9-IB	BS-9-IB
Standort Aufpunkt						
Gestein B						
Schallleistungspegel	Formelz	dB(A)				
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW		dB(A)	110,00		110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Bohrgerät		dB(A)		120,00		
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	8,00			
SKW		h	4,72		2,19	1,06
Brecher		h			8,00	
Bohrgerät		h		8,00		
Schalleistungspegel		dB(A)	110,65	116,99	110,95	100,76
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	B	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	3,01	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	234,55	233,61	482,81	377,90
Abstandsmaß	D_S	dB(A)	58,40	58,37	64,68	62,55
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,00	0,00	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,47	0,47	0,97	0,76
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	7,55	9,01	3,50	9,06
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	3,62	3,39	4,54	3,95
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Schirmwert	e					
	z		0,00	0,00	0,00	0,00
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Summe			54,17	57,77	43,77	39,54
Zwischenwert			261170,99	598931,64	23838,90	8985,09
Energetische Addition für Aufpunkt						59,51

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, BuS B-9, 1. Sohle

Immissionspunkt C

Standort Quelle			BS-9-QA-1	BS-9-BohrA	BS-9-Brecher	BS-9-QA-2
Standort Aufpunkt			BS-9-IC	BS-9-IC	BS-9-IC	BS-9-IC
Gestein B						
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW		dB(A)	110,00		110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Bohrgerät		dB(A)		120,00		
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	8,00			
SKW		h	4,72		2,19	1,06
Brecher		h			8,00	
Bohrgerät		h		8,00		
Schallleistungspegel		dB(A)	110,65	116,99	110,95	100,76
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	B	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	3,01	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	230,70	266,57	507,48	290,13
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	58,26	59,52	65,11	60,25
Oktavmittelfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittelfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,00	0,00	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,46	0,53	1,01	0,58
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	19,24	25,24	16,58	18,39
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	1,75	1,37	3,65	2,51
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	21,00
	C3		1,00	1,00	1,00	2,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m		0,00	0,00	0,00
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m		0,00	0,00	0,00
Schirmwert	e					
	z		0,00	0,00	0,00	0,00
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Summe			56,20	58,58	44,18	43,44
Zwischenwert			416524,06	721609,97	26209,05	22077,77
Energetische Addition für Aufpunkt						60,74

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, BuS B-9, 1. Sohle

Immissionspunkt D

Standort Quelle			BS-9-QA-1	BS-9-BohrA	BS-9-Brecher	BS-9-QA-2
Standort Aufpunkt			BS-9-ID	BS-9-ID	BS-9-ID	BS-9-ID
Gestein B						
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW		dB(A)	110,00		110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Bohrgerät		dB(A)		120,00		
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	8,00			
SKW		h	4,72		2,19	1,06
Brecher		h			8,00	
Bohrgerät		h		8,00		
Schallleistungspegel		dB(A)	110,65	116,99	110,95	100,76
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	B	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	3,01	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	234,55	230,61	219,51	87,41
Abstandsmaß	D_S	dB(A)	58,40	58,26	57,83	49,83
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,00	0,00	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,47	0,46	0,44	0,17
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	7,55	9,07	3,50	3,20
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{Bm,o}$	dB(A)	3,62	3,36	4,21	3,30
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	0,00	0,00	0,00	37,83
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	0,00	0,00	0,00	50,25
Schirmwert	e					
	z		0,00	0,00	0,00	0,67
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,84
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	0,00	0,00	0,00	12,80
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	0,00	0,00	0,00	9,50
Summe			54,17	57,92	51,48	43,98
Zwischenwert			261170,99	619462,20	140479,13	25001,40
Energetische Addition für Aufpunkt						60,20

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, BuS B-9, 4. Sohle

Immissionspunkt A

Standort Quelle			BS-9-QB-1	BS-9-BohrA	BS-9-Brecher	BS-9-QB-2
			BS-9-IA	BS-9-IA	BS-9-IA	BS-9-IA
Standort Aufpunkt			SKW	Bohrgerät	Brecher	LKW (Rampe)
Gestein B	Formelz	Einheit				
Schalleistungspegel						
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW 1 bis 3		dB(A)	113,00		113,00	113,00
SKW2		dB(A)	113,00		113,00	113,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Bohrgerät		dB(A)		120,00		
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	8,00			
SKW		h	3,84		2,39	1,74
Brecher		h			8,00	
Bohrgerät		h		8,00		
Schalleistungspegel		dB(A)	113,15	116,99	112,77	105,13
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	c	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	248,13	215,57	200,92	428,70
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	58,89	57,67	57,06	63,64
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,002	0,002	0,002
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,50	0,43	0,40	0,86
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	0,68	1,19	3,50	11,53
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM, o}$	dB(A)	4,70	4,60	4,16	3,85
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D, o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G, o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
			Mehrfachbeug			
			C1	3,00	3,00	3,00
			C2	20,00	20,00	20,00
			C3	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	28,44	37,28	0,00	331,68
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	97,25	97,25	0,00	97,25
Weglänge des gebeugten Schallstrahls	e	m	125,91	83,66		
Schirmwert	z		3,47	2,62	0,00	0,23
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,85	0,82	0,00	0,06
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	19,43	18,11	0,00	5,34
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	14,73	13,51	0,00	1,50
Summe			40,35	46,80	54,16	41,30
Zwischenwert			10842,45	47835,86	260672,27	13490,73
Energetische Addition für Aufpunkt						55,22

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, BuS B-9, 4. Sohle

Immissionspunkt B

Standort Quelle			BS-9-QB-1	BS-9-BohrB	BS-9-Brecher	BS-9-QB-2
			BS-9-IB	BS-9-IB	BS-9-IB	BS-9-IB
Standort Aufpunkt						
Gestein B						
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW 1 bis 3		dB(A)	113,00		113,00	110,00
SKW2		dB(A)	113,00		113,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Bohrgerät		dB(A)		120,00		
Betriebszeiten	t_b					
Radlader		h	8,00			
SKW		h	3,84		2,39	1,74
Brecher		h			8,00	
Bohrgerät		h		8,00		
Schallleistungspegel		dB(A)	113,15	116,99	112,77	105,13
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	241,57	241,21	482,81	294,88
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	58,66	58,65	64,68	60,39
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,002	0,002	0,002
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,48	0,48	0,97	0,59
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	18,10	22,96	20,75	25,29
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	2,07	1,33	3,29	1,71
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	192,13	190,57	0,00	232,17
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,30	50,97	0,00	62,99
Weglänge des gebeugten Schallstrahls	e	m				
Schirmwert	z		0,86	0,33	0,00	0,28
Korrektur Witterungseinflüsse	K_w	dB(A)	0,56	0,39	0,00	0,25
Abschirmmaß	D_z	dB(A)	12,23	8,24	0,00	6,99
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	10,17	6,92	0,00	5,28
Summe			47,79	55,64	46,85	43,18
Zwischenwert			60185,32	366030,33	48446,30	20775,78
Energetische Addition für Aufpunkt						56,95

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, BuS B-9, 4. Sohle

Immissionspunkt C

Standort Quelle			BS-9-QB-1	BS-9-BohrB	BS-9-Brecher	BS-9-QB-2
			BS-9-IC	BS-9-IC	BS-9-IC	BS-9-IC
Standort Aufpunkt						
Gestein B						
Schalleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW 1 bis 3		dB(A)	110,00		110,00	110,00
SKW 2		dB(A)	110,00		110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Bohrgerät		dB(A)		120,00		
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	8,00			
SKW		h	3,84		2,39	1,74
Brecher		h			8,00	
Bohrgerät		h		8,00		
Schalleistungspegel		dB(A)	113,15	116,99	112,77	105,13
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	267,52	293,79	507,48	88,22
Abstandsmaß	D_S	dB(A)	59,55	60,36	65,11	49,91
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,002	0,002	0,002
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,54	0,59	1,01	0,18
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	18,88	27,33	34,85	1,63
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	2,24	1,45	2,38	4,04
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	21,00
	C3		1,00	1,00	1,00	2,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	217,86	243,66	0,00	49,25
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,25	50,25	0,00	50,26
Weglänge des gebeugten Schallstrahls	e	m				
Schirmwert	z		0,59	0,12	0,00	11,29
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,45	0,14	0,00	0,95
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	10,27	5,42	0,00	28,12
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	8,03	3,98	0,00	24,07
Summe			48,82	56,64	47,27	32,94
Zwischenwert			76143,83	461084,29	53355,98	1969,23
Energetische Addition für Aufpunkt						57,73

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, BuS B-9, 4. Sohle

Immissionspunkt D

Standort Quelle			BS-9-QB-1	BS-9-BohrB	BS-9-Brecher	BS-9-QB-2
			BS-9-ID	BS-9-ID	BS-9-ID	BS-9-ID
Standort Aufpunkt						
Gestein B						
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	108,00			
SKW 1 bis 3		dB(A)	110,00		110,00	110,00
SKW 2		dB(A)	110,00		110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Bohrgerät		dB(A)		120,00		
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	8,00			
SKW		h	3,84		2,39	1,74
Brecher		h			8,00	
Bohrgerät		h		8,00		
Schalleistungspegel		dB(A)	113,15	116,99	112,77	105,13
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	238,68	238,31	219,51	294,61
Abstandsmaß	D_S	dB(A)	58,56	58,54	57,83	60,38
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,002	0,002	0,002
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,48	0,48	0,44	0,59
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	11,11	14,76	3,50	17,84
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	3,10	2,54	4,21	2,62
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	189,38	187,67	0,00	231,86
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,30	50,99	0,00	63,03
Weglänge des gebeugten Schallstrahls	e	m	0,00			
Schirmwert	z		0,99	0,35	0,00	0,28
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,59	0,41	0,00	0,25
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	12,93	8,49	0,00	6,99
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	9,83	5,95	0,00	4,37
Summe			47,21	55,51	53,30	43,18
Zwischenwert			52569,42	355260,18	213626,37	20807,13
Energetische Addition für Aufpunkt						58,08

Zusammenfassung der Schallimmission für das Modell BuS A-9

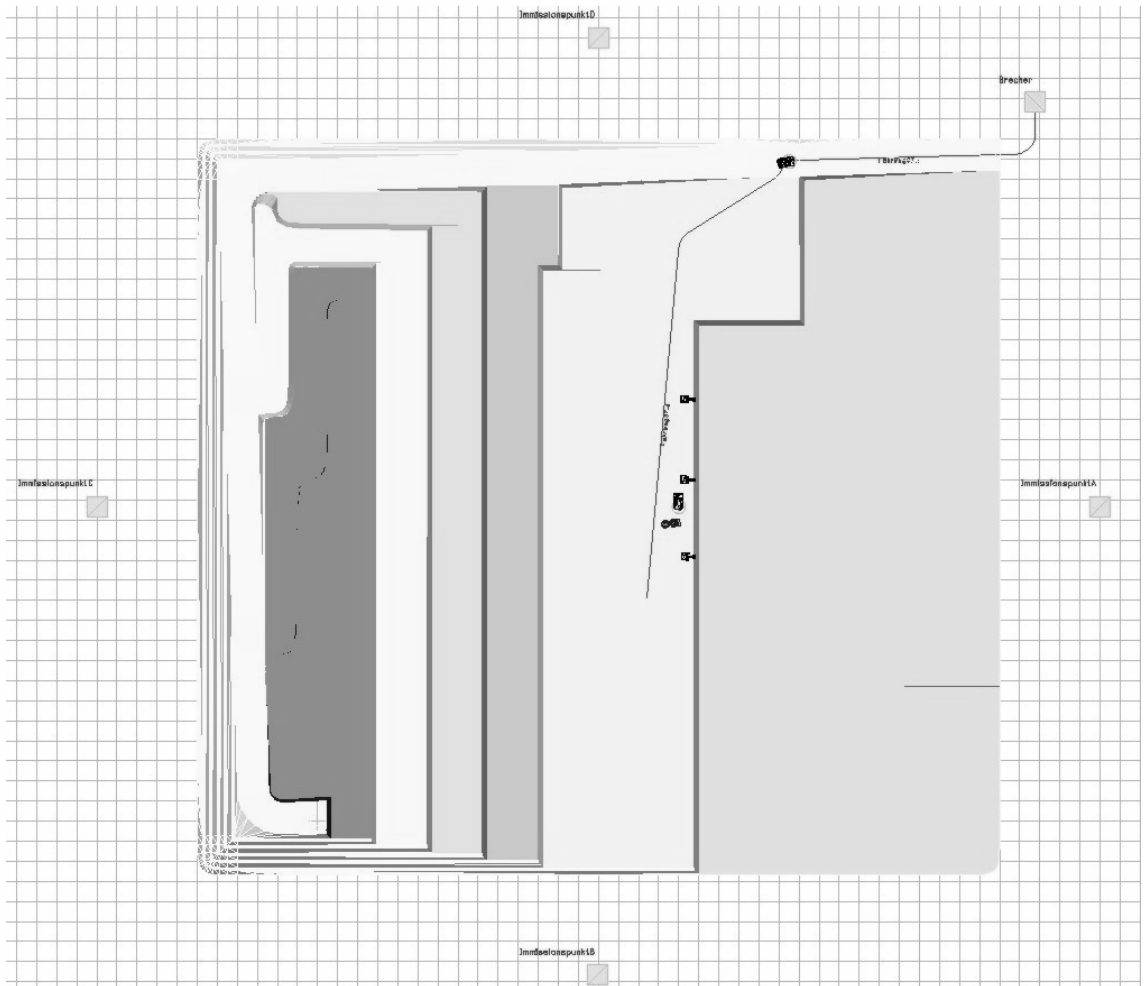
BuS A-9	L _S [dB(A)] Abbau auf 1. AE Szenario 6.1	L _S [dB(A)] Abbau auf 4. AE Szenario 15.2	Differenz
Name Immissionspunkt			
BS-9-IA	56,9	55,0	2,0
BS-9-IB	58,3	55,6	2,7
BS-9-IC	59,6	56,3	3,4
BS-9-ID	59,1	57,1	2,0
Mittelungspegel	58,6	56,0	2,6

Zusammenfassung der Schallimmission für das Modell BuS B-9

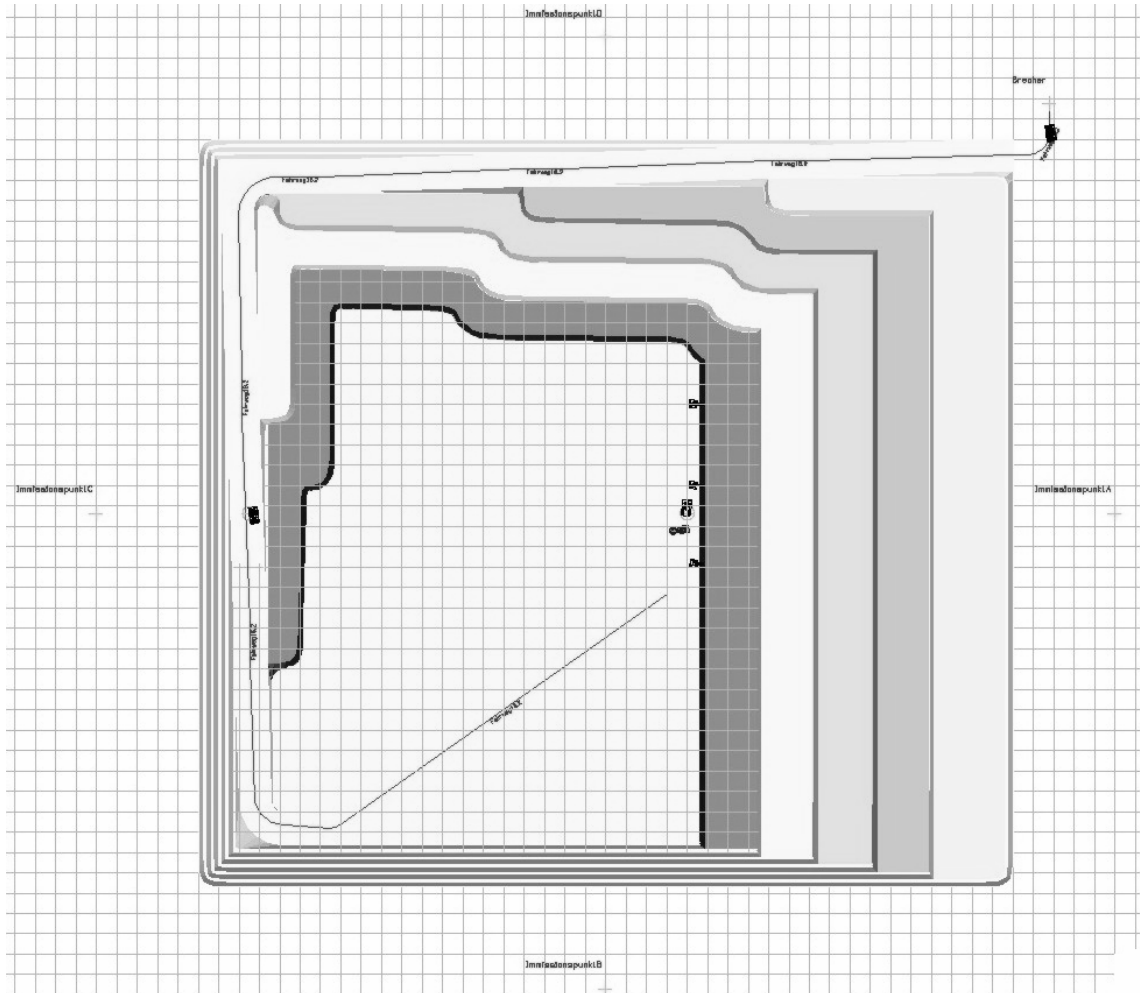
BuS B-9	L _S [dB(A)] Abbau auf 1. AE Szenario 6.1	L _S [dB(A)] Abbau auf 4. AE Szenario 15.2	Differenz
Name Immissionspunkt			
BS-9-IA	58,3	55,2	3,1
BS-9-IB	59,5	56,9	2,6
BS-9-IC	60,7	57,7	3,0
BS-9-ID	60,2	58,1	2,1
Mittelungspegel	59,8	57,1	2,7

Anlage 26.4 Berechnungsmethodik HYHA-9

Draufsicht der Situation 7.4, 1. Sohle, HYHA A-9



Draufsicht der Situation 16.2, 6. Sohle, HYHA A-9



Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, HYHA A-9, 1. Sohle

Immissionspunkt A

Standort Quelle	Formelz	Einheit	HYHA-9-QA-1	HYHA-B-9-QA-1	HYHA-9-Brecher	HYHA-9-QA-2
			HYHA-9-IA SKW+HYHA+Lader	HYHA-9-IA Lader	HYHA-9-IA Brecher+SKW	HYHA-9-IA LKW (Rampe)
Standort Aufpunkt						
Gestein A						
Schallleistungspegel						
Radlader		dB(A)	110,00	110,00		
SKW		dB(A)	110,00	110,00	110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Hydraulikbagger+Hammer		dB(A)	126,91			
Betriebszeiten	t_b					
Radlader		h	8,00	1,76		
SKW		h	4,94	1,09	2,09	0,94
Brecher		h			8,00	
Hydraulikbagger+Hammer		h	8,00	8,00		
Schalleistungspegel		dB(A)	124,16		110,87	100,03
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	213,68	240,26	203,50	231,90
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	57,60	58,61	57,17	58,31
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,002	0,002	0,002
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,43	0,48	0,41	0,46
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	1,06	1,00	3,50	1,03
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	4,62	4,65	4,16	4,64
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	15,72	14,18	0,00	15,07
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	199,81	227,20	0,00	218,83
	e					
Schirmwert	z		1,85	1,12	0,00	2,00
Korrektur Witterungseinflüsse	K_w	dB(A)	0,81	0,75	0,00	0,80
Abschirmmaß	D_z	dB(A)	16,60	14,29	0,00	16,89
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	11,98	9,64	0,00	12,26
Summe			55,56		52,14	30,39
Zwischenwert			359393,55		163706,36	1092,81
Energetische Addition für Aufpunkt						57,19

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, HYHA A-9, 1. Sohle

Immissionspunkt B

Standort Quelle Standort Aufpunkt			HYHA-9-QA-1	HYHA-B-9-QA-1	HYHA-9-Brecher	HYHA-9-QA-2
			HYHA-9-IB	HYHA-9-IB	HYHA-9-IB	HYHA-9-IB
Gestein A						
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	110,00	110,00		
SKW		dB(A)	110,00	110,00	110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Hydraulikbagger+Hammer		dB(A)	126,91			
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	8,00	1,76		
SKW		h	4,94	1,09	2,09	0,94
Brecher		h			8,00	
Hydraulikbagger+Hammer		h	8,00	8,00		
Schallleistungspegel		dB(A)	124,16		110,87	100,03
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	237,26	124,80	486,11	416,68
Abstandsmaß	D_S	dB(A)	58,50	52,92	64,73	63,40
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,002	0,002	0,002
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,47	0,25	0,97	0,83
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	6,28	4,24	4,54	5,36
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,0}$	dB(A)	3,83	3,48	4,47	4,34
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,0}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,0}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	0,00	0,00	0,00	84,00
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	0,00	0,00	0,00	332,90
	e					
Schirmwert	z		0,00	0,00	0,00	0,22
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,08
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	0,00	0,00	0,00	5,42
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	0,00	0,00	0,00	1,07
Summe			67,37		43,71	36,41
Zwischenwert			5453276,77		23473,83	4370,70
Energetische Addition für Aufpunkt						67,39

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, HYHA A-9, 1. Sohle

Immissionspunkt C

Standort Quelle			HYHA-9-QA-1	HYHA-B-9-QA-1	HYHA-9-Brecher	HYHA-9-QA-2
Standort Aufpunkt			HYHA-9-IC	HYHA-9-IC	HAHA-9-IC	HYHA-9-IC
Gestein A						
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	110,00	110,00		
SKW		dB(A)	110,00	110,00	110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Hydraulikbagger+Hammer		dB(A)	126,91			
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	8,00	1,76		
SKW		h	4,94	1,09	2,09	0,94
Brecher		h			8,00	
Hydraulikbagger+Hammer		h	8,00	8,00		
Schallleistungspegel		dB(A)	124,16		110,87	100,03
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	290,29	312,61	509,37	385,72
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	60,26	60,90	65,14	62,73
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,002	0,002	0,002
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,58	0,63	1,02	0,77
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	22,85	23,01	20,23	20,37
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	1,96	2,16	3,40	2,92
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	0,00	0,00	0,00	0,00
	e					
Schirmwert	z		0,00	0,00	0,00	0,00
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Abschirmmaß	D_z	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Summe			67,38		44,32	39,63
Zwischenwert			5471045,09		27046,26	9185,58
Energetische Addition für Aufpunkt						67,41

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, HYHA A-9, 1. Sohle

Immissionspunkt D

Standort Quelle			HYHA-9-QA	HYHA-B-9-QA-1	HYHA-9-Brecher	HYHA-3-QA-2
			HYHA-9-ID	HYHA-9-ID	HYHA-9-ID	HYHA-3-ID
Standort Aufpunkt						
Gestein A						
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	110,00	110,00		
SKW		dB(A)	110,00	110,00	110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Hydraulikbagger+Hammer		dB(A)	126,91			
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	8,00	1,76		
SKW		h	4,94	1,09	2,09	0,94
Brecher		h			8,00	
Hydraulikbagger+Hammer		h	8,00	8,00		
Schalleistungspegel		dB(A)	124,16		110,87	100,03
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	237,26	352,02	220,48	113,91
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	58,50	61,93	57,87	52,13
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,002	0,002	0,002
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,47	0,70	0,44	0,23
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	6,92	2,07	3,50	1,38
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	3,73	4,59	4,22	4,32
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	0,00	0,00	0,00	22,62
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	0,00	0,00	0,00	92,14
	e					
Schirmwert	z		0,00	0,00	0,00	0,85
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,83
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	0,00	0,00	0,00	13,64
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	0,00	0,00	0,00	9,32
Summe			67,47		51,36	40,05
Zwischenwert			5579121,36		136711,64	10107,23
Energetische Addition für Aufpunkt						67,58

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, HYHA A-9, 6. Sohle

Immissionspunkt A

Standort Quelle Standort Aufpunkt Gestein A	Formelz	Einheit	HYHA-9-QB-1	HYHA-B-9-QA-1	HYHA-9-Brecher	HYHA-9-QB-2
			HYHA-9-IA SKW+HYHA+Lader	HYHA-9-IA	HYHA-9-IA Brecher	HYHA-9-IA LKW (Rampe)
Schallleistungspegel						
Radlader		dB(A)	110,00	110,00		
SKW1		dB(A)	110,00	110,00	110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Hydraulikbagger+Hammer		dB(A)	126,91			
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	8,00	1,76		
SKW		h	3,89	0,86	2,35	1,73
Brecher		h			8,00	
Hydraulikbagger+Hammer		h	8,00	8,00		
Schallleistungspegel		dB(A)	124,19		111,58	105,10
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	219,25	248,04	203,05	427,70
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	57,82	58,89	57,15	63,62
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,002	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,44	0,50	0,41	0,86
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	0,42	0,32	3,50	21,87
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM, o}$	dB(A)	4,73	4,75	4,16	2,99
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D, o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G, o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
			Mehrfachbeug			
			C1	3,00	3,00	3,00
			C2	20,00	20,00	20,00
			C3	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	12,38	13,22	0,00	0,00
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,25	57,34	0,00	0,00
Weglänge des gebeugten Schallstrahls	e	m	158,31	179,61		
Schirmwert	z		1,69	2,13	0,00	0,00
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,90	0,90	0,00	0,00
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	16,69	17,62	0,00	0,00
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	11,96	12,87	0,00	0,00
Summe			55,27		52,87	43,65
Zwischenwert			336277,84		193575,26	23187,73
Energetische Addition für Aufpunkt						57,43

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, HYHA A-9, 6. Sohle

Immissionspunkt B

Standort Quelle	Formelz	Einheit	HYHA-9-QB-1	HYHA-B-9-QA-1	HYHA-9-Brecher	HYHA-9-QB-2
			HYHA-9-IB	HYHA-9-IB	HYHA-9-IB	HYHA-9-IB
Standort Aufpunkt						
Gestein A						
Schallleistungspegel						
Radlader		dB(A)	110,00	110,00		
SKW 1		dB(A)	110,00	110,00	110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Hydraulikbagger+Hammer		dB(A)	126,91			
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	8,00	1,76		
SKW		h	3,89	0,86	2,35	1,73
Brecher		h			8,00	
Hydraulikbagger+Hammer		h	8,00	8,00		
Schallleistungspegel		dB(A)	124,19		111,58	105,10
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	245,14	139,20	486,11	295,72
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	58,79	53,87	64,73	60,42
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,002	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,49	0,28	0,97	0,59
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	17,98	6,40	27,93	23,78
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	2,13	3,04	2,78	1,90
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	195,00	91,91	0,00	233,31
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,97	53,05	0,00	62,68
Weglänge des gebeugten Schallstrahls	e	m				
Schirmwert	z		0,83	5,76	0,00	0,27
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,55	0,89	0,00	0,24
Abschirmmaß	D_z	dB(A)	12,02	21,72	0,00	6,88
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	9,90	18,69	0,00	4,98
Summe			58,91		46,11	43,23
Zwischenwert			777828,34		40808,70	21051,52
Energetische Addition für Aufpunkt						59,24

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, HYHA A-9, 6. Sohle

Immissionspunkt C

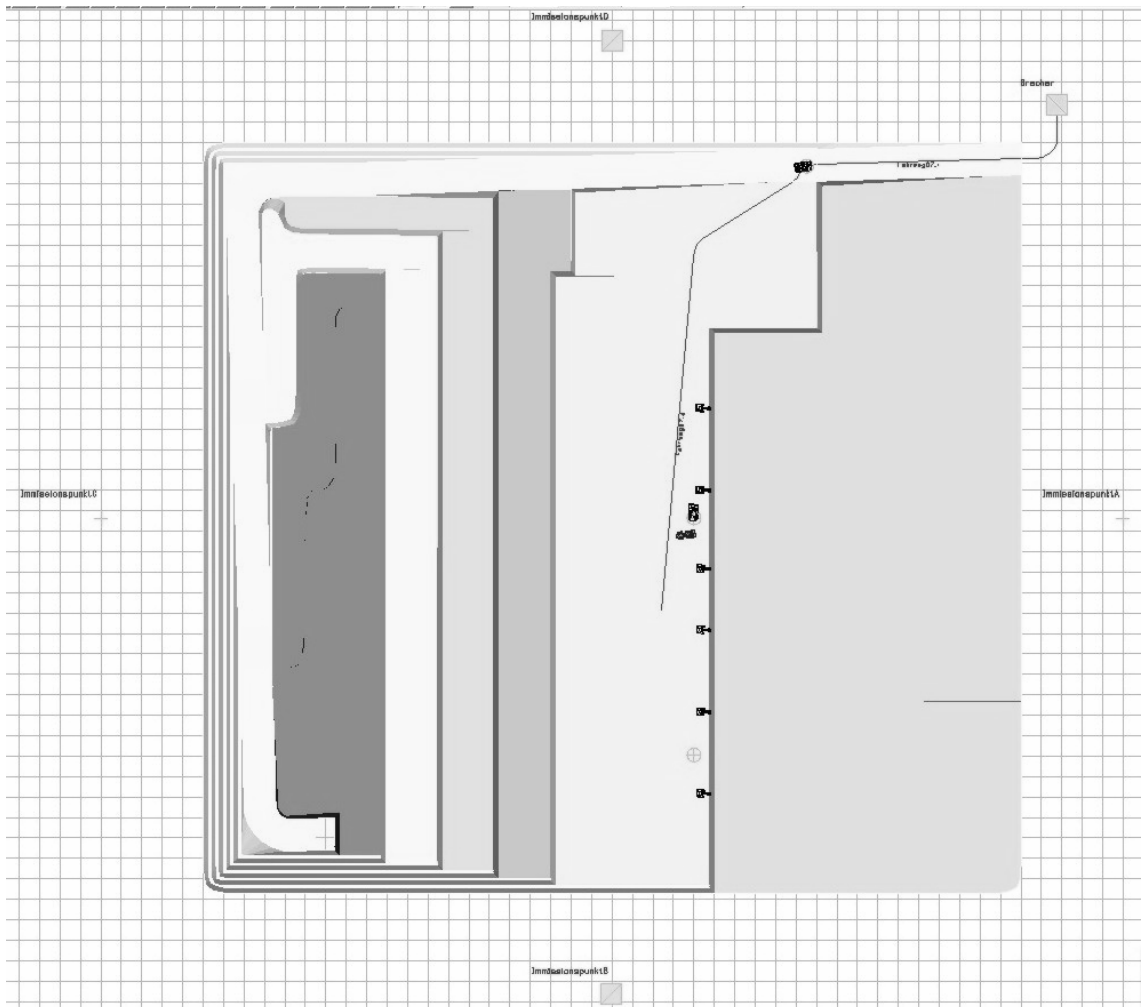
Standort Quelle			HYHA-9-QB-1	HYHA-B-9-QA-1	HYHA-9-Brecher	HYHA-9-QB-2
Standort Aufpunkt			HYHA-9-IC	HYHA-9-IC	HYHA-9-IC	HYHA-9-IC
Gestein A						
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	110,00	110,00		
SKW 1		dB(A)	110,00	110,00	110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Hydraulikbagger+Hammer		dB(A)	126,91			
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	8,00	1,76		
SKW		h	3,89	0,86	2,35	1,73
Brecher		h			8,00	
Hydraulikbagger+Hammer		h	8,00	8,00		
Schallleistungspegel		dB(A)	124,19		111,58	105,10
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	296,76	318,63	509,37	89,04
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	60,45	61,07	65,14	49,99
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,002	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,59	0,64	1,02	0,18
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	19,40	19,69	32,94	0,85
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	2,45	2,58	2,53	4,41
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	246,81	264,92	0,00	49,74
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,25	54,08	0,00	50,25
Weglänge des gebeugten Schallstrahls	e	m				
Schirmwert	z		0,30	0,37	0,00	10,95
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,29	0,29	0,00	0,95
Abschirmmaß	D_z	dB(A)	7,38	7,82	0,00	24,78
Einfügdungsmaß	D_e	dB(A)	4,94	5,24	0,00	20,37
Summe			61,79		45,90	36,17
Zwischenwert			1510036,51		38947,82	4142,73
Energetische Addition für Aufpunkt						61,91

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, HYHA A-9, 6. Sohle

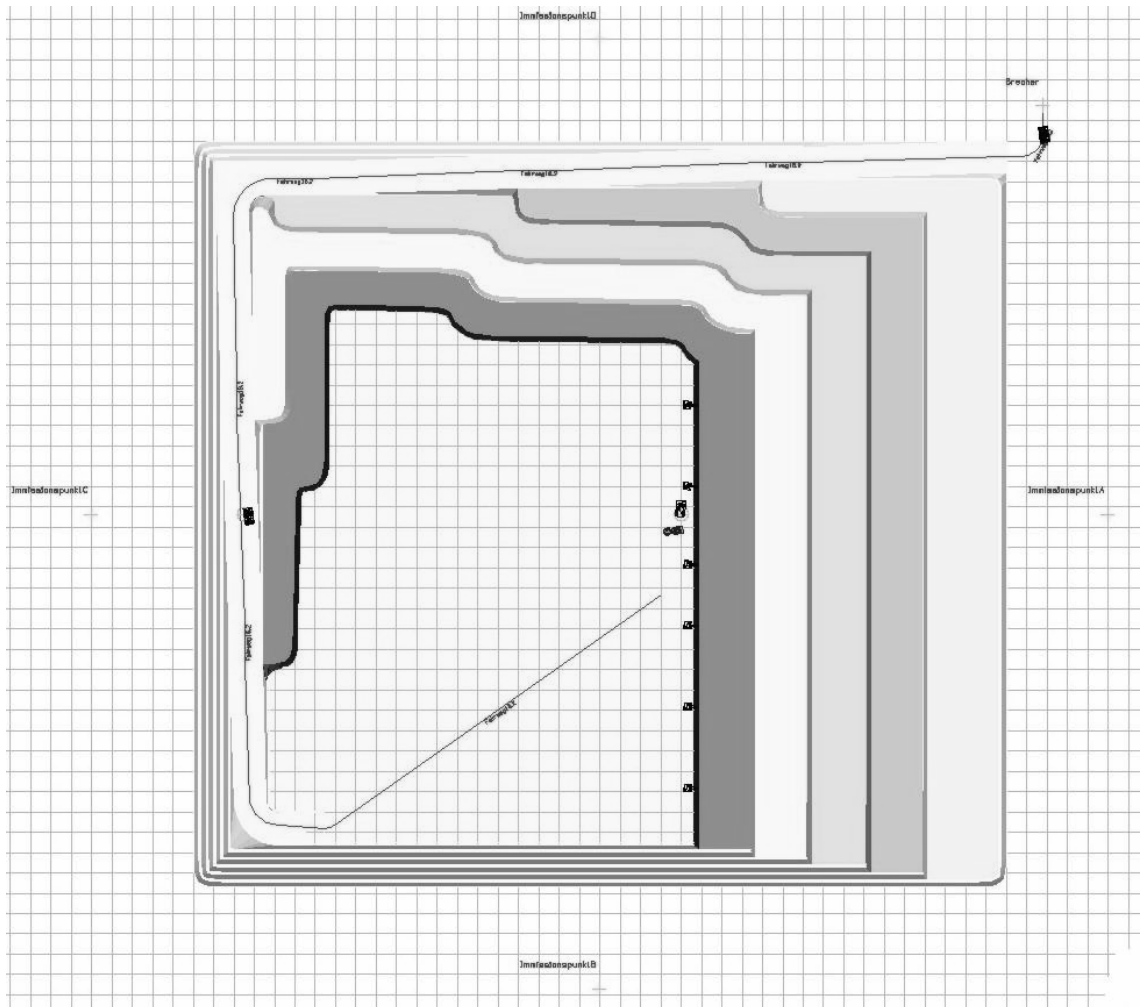
Immissionspunkt D

Standort Quelle	Formelz	Einheit	HYHA-9-QB-1	HYHA-B-9-QA-1	HYHA-9-Brecher	HYHA-9-QB-2
			HYHA-9-ID	HYHA-9-ID	HYHA-9-ID	HYHA-9-ID
Standort Aufpunkt						
Gestein A						
Schallleistungspegel						
Radlader		dB(A)	110,00	110,00		
SKW 1		dB(A)	110,00	110,00	110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Hydraulikbagger+Hammer		dB(A)	126,91			
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	8,00	1,76		
SKW		h	3,89	0,86	2,35	1,73
Brecher		h			8,00	
Hydraulikbagger+Hammer		h	8,00	8,00		
Schallleistungspegel		dB(A)	124,19		111,58	105,10
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	245,14	357,38	220,48	295,75
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	58,79	62,06	57,87	60,42
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,002	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,49	0,71	0,44	0,59
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	8,39	16,60	3,50	16,30
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	3,55	3,14	4,22	2,81
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	195,00	306,98	0,00	233,22
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,79	50,57	0,00	62,76
Weglänge des gebeugten Schallstrahls	e	m				
Schirmwert	z		0,65	0,17	0,00	0,23
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,50	0,13	0,00	0,22
Abschirmmaß	D_z	dB(A)	10,93	5,62	0,00	6,45
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	7,37	2,47	0,00	3,64
Summe			60,01		52,06	43,66
Zwischenwert			1001694,35		160851,40	23222,22
Energetische Addition für Aufpunkt						60,74

Draufsicht der Situation 7.4, 1. Sohle, HYHA B-9



Draufsicht der Situation 16.2, 6. Sohle, HYHA B-9



Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, HYHA B-9, 1. Sohle

Immissionspunkt A

Standort Quelle			HYHA-9-QA-1	HYHA-B-9-QA-1	HYHA-9-Brecher	HYHA-9-QA-2
			HYHA-9-IA SKW+HYHA+Lader	HYHA-9-IA	HYHA-9-IA Brecher+SKW	HYHA-9-IA LKW (Rampe)
Standort Aufpunkt						
Gestein B						
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	110,00	110,00		
SKW		dB(A)	110,00	110,00	110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Hydraulikbagger+Hammer		dB(A)	128,16	122,55		
Betriebszeiten	t_b					
Radlader		h	6,24	1,76		
SKW		h	3,85	1,09	2,09	0,94
Brecher		h			8,00	
Hydraulikbagger+Hammer		h	8,00	8,00		
Schallleistungspegel		dB(A)	125,30	119,70	110,87	100,03
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	213,68	240,26	203,50	231,90
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	57,60	58,61	57,17	58,31
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,002	0,002	0,002
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,43	0,48	0,41	0,46
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	1,06	1,00	3,50	1,03
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	4,62	4,65	4,16	4,64
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	15,72	14,18	0,00	15,07
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	199,81	227,20	0,00	218,83
	e					
Schirmwert	z		1,85	1,12	0,00	2,00
Korrektur Witterungseinflüsse	K_w	dB(A)	0,81	0,75	0,00	0,80
Abschirmmaß	D_z	dB(A)	16,60	14,29	0,00	16,89
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	11,98	9,64	0,00	12,26
Summe			56,70	52,34	52,14	30,39
Zwischenwert			467524,95	171204,88	163706,36	1092,81
Energetische Addition für Aufpunkt						59,05

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, HYHA B-9, 1. Sohle

Immissionspunkt B

Standort Quelle Standort Aufpunkt		Einheit	HYHA-9-QA-1	HYHA-B-9-QA-1	HYHA-9-Brecher	HYHA-9-QA-2
			HYHA-9-IB	HYHA-9-IB	HYHA-9-IB	HYHA-9-IB
Gestein B						
Schalleistungspegel	Formelz	dB(A)				
Radlader		dB(A)	110,00	110,00		
SKW		dB(A)	110,00	110,00	110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Hydraulikbagger+Hammer		dB(A)	128,16	122,55		
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	6,24	1,76		
SKW		h	3,85	1,09	2,09	0,94
Brecher		h			8,00	
Hydraulikbagger+Hammer		h	8,00	8,00		
Schalleistungspegel		dB(A)	125,30	119,70	110,87	100,03
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	237,26	124,80	486,11	416,68
Abstandsmaß	D_S	dB(A)	58,50	52,92	64,73	63,40
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,002	0,002	0,002
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,47	0,25	0,97	0,83
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	6,28	4,24	4,54	5,36
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM, o}$	dB(A)	3,83	3,48	4,47	4,34
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D, o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G, o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	0,00	0,00	0,00	84,00
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	0,00	0,00	0,00	332,90
	e					
Schirmwert	z		0,00	0,00	0,00	0,22
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,08
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	0,00	0,00	0,00	5,42
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	0,00	0,00	0,00	1,07
Summe			68,51	69,06	43,71	36,41
Zwischenwert			7094014,05	8059469,93	23473,83	4370,70
Energetische Addition für Aufpunkt						71,81

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, HYHA B-9, 1. Sohle

Immissionspunkt C

Standort Quelle			HYHA-9-QA-1	HYHA-B-9-QA-1	HYHA-9-Brecher	HYHA-9-QA-2
Standort Aufpunkt			HYHA-9-IC	HYHA-9-IC	HAHA-9-IC	HYHA-9-IC
Gestein B						
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	110,00	110,00		
SKW		dB(A)	110,00	110,00	110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Hydraulikbagger+Hammer		dB(A)	128,16	122,55		
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	6,24	1,76		
SKW		h	3,85	1,09	2,09	0,94
Brecher		h			8,00	
Hydraulikbagger+Hammer		h	8,00	8,00		
Schallleistungspegel		dB(A)	125,30	119,70	110,87	100,03
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	290,29	312,61	509,37	385,72
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	60,26	60,90	65,14	62,73
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,002	0,002	0,002
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,58	0,63	1,02	0,77
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	22,85	23,01	20,23	20,37
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	1,96	2,16	3,40	2,92
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	0,00	0,00	0,00	0,00
	e					
Schirmwert	z		0,00	0,00	0,00	0,00
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Abschirmmaß	D_z	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Summe			68,52	62,04	44,32	39,63
Zwischenwert			7117128,37	1598746,98	27046,26	9185,58
Energetische Addition für Aufpunkt						69,42

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, HYHA B-9, 1. Sohle

Immissionspunkt D

Standort Quelle Standort Aufpunkt		Einheit	HYHA-9-QA	HYHA-B-9-QA-1	HYHA-9-Brecher	HYHA-3-QA-2
			HYHA-9-ID	HYHA-9-ID	HYHA-9-ID	HYHA-3-ID
Gestein B						
Schallleistungspegel	Formelz	dB(A)				
Radlader		dB(A)	110,00	110,00		
SKW		dB(A)	110,00	110,00	110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Hydraulikbagger+Hammer		dB(A)	128,16	122,55		
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	6,24	1,76		
SKW		h	3,85	1,09	2,09	0,94
Brecher		h			8,00	
Hydraulikbagger+Hammer		h	8,00	8,00		
Schalleistungspegel		dB(A)	125,30	119,70	110,87	100,03
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	237,26	352,02	220,48	113,91
Abstandsmaß	D_S	dB(A)	58,50	61,93	57,87	52,13
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,002	0,002	0,002
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,47	0,70	0,44	0,23
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	6,92	2,07	3,50	1,38
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM, o}$	dB(A)	3,73	4,59	4,22	4,32
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D, o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G, o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	0,00	0,00	0,00	22,62
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	0,00	0,00	0,00	92,14
	e					
Schirmwert	z		0,00	0,00	0,00	0,85
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,83
Abschirmmaß	D_Z	dB(A)	0,00	0,00	0,00	13,64
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	0,00	0,00	0,00	9,32
Summe			68,61	58,49	51,36	40,05
Zwischenwert			7257721,74	706912,73	136711,64	10107,23
Energetische Addition für Aufpunkt						69,09

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, HYHA B-9, 6. Sohle

Immissionspunkt A

Standort Quelle			HYHA-9-QB-1	HYHA-B-9-QA-1	HYHA-9-Brecher	HYHA-9-QB-2
Standort Aufpunkt			HYHA-9-IA	HYHA-9-IA	HYHA-9-IA	HYHA-9-IA
Gestein B			SKW+HYHA+Lader		Brecher	LKW (Rampe)
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	110,00	110,00		
SKW1		dB(A)	110,00	110,00	110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Hydraulikbagger+Hammer		dB(A)	128,16	122,55		
Betriebszeiten	t _B					
Radlader		h	6,24	1,76		
SKW		h	3,03	0,86	2,35	1,73
Brecher		h			8,00	
Hydraulikbagger+Hammer		h	8,00	8,00		
Schallleistungspegel		dB(A)	125,32	119,72	111,58	105,10
Schallquellenhöhe	h _Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h _A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	C	B	C
Raumwinkelmaß	K ₀	dB(A)	6,02	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s _m	m	219,25	248,04	203,05	427,70
Abstandsmaß	D _S	dB(A)	57,82	58,89	57,15	63,62
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α _L	dB/m	0,002	0,002	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D _L	dB(A)	0,44	0,50	0,41	0,86
mittlere Höhe über Grund	h _m	m	0,42	0,32	3,50	21,87
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	D _{BM,o}	dB(A)	4,73	4,75	4,16	2,99
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s _D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α _D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	D _{D,o}	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s _G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	D _{G,o}	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
			Mehrfachbeug			
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a _Q	m	12,38	13,22	0,00	0,00
Schirmkante Aufpunkt	a _A	m	50,25	57,34	0,00	0,00
Weglänge des gebeugten Schallstrahls	e	m	158,31	179,61		
Schirmwert	z		1,69	2,13	0,00	0,00
Korrektur Witterungseinflüsse	K _W	dB(A)	0,90	0,90	0,00	0,00
Abschirmmaß	D _Z	dB(A)	16,69	17,62	0,00	0,00
Einfügungsdämpfungsmaß	D _e	dB(A)	11,96	12,87	0,00	0,00
Summe			56,40	48,73	52,87	43,65
Zwischenwert			436129,14	74717,40	193575,26	23187,73
Energetische Addition für Aufpunkt						58,62

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, HYHA B-9, 6. Sohle

Immissionspunkt B

Standort Quelle	Formelz	Einheit	HYHA-9-QB-1	HYHA-B-9-QA-1	HYHA-9-Brecher	HYHA-9-QB-2
			HYHA-9-IB	HYHA-9-IB	HYHA-9-IB	HYHA-9-IB
Standort Aufpunkt						
Gestein B						
Schallleistungspegel						
Radlader		dB(A)	110,00	110,00		
SKW 1		dB(A)	110,00	110,00	110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Hydraulikbagger+Hammer		dB(A)	128,16	122,55		
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	6,24	1,76		
SKW		h	3,03	0,86	2,35	1,73
Brecher		h			8,00	
Hydraulikbagger+Hammer		h	8,00	8,00		
Schallleistungspegel		dB(A)	125,32	119,72	111,58	105,10
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	245,14	139,20	486,11	295,72
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	58,79	53,87	64,73	60,42
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,002	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,49	0,28	0,97	0,59
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	17,98	6,40	27,93	23,78
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	2,13	3,04	2,78	1,90
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	195,00	91,91	0,00	233,31
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,97	53,05	0,00	62,68
Weglänge des gebeugten Schallstrahls	e	m				
Schirmwert	z		0,83	5,76	0,00	0,27
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,55	0,89	0,00	0,24
Abschirmmaß	D_z	dB(A)	12,02	21,72	0,00	6,88
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	9,90	18,69	0,00	4,98
Summe			60,04	49,86	46,11	43,23
Zwischenwert			1008789,66	96895,50	40808,70	21051,52
Energetische Addition für Aufpunkt						60,67

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, HYHA B-9, 6. Sohle

Immissionspunkt C

Standort Quelle			HYHA-9-QB-1	HYHA-B-9-QA-1	HYHA-9-Brecher	HYHA-9-QB-2
Standort Aufpunkt			HYHA-9-IC	HYHA-9-IC	HYHA-9-IC	HYHA-9-IC
Gestein B						
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	110,00	110,00		
SKW 1		dB(A)	110,00	110,00	110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Hydraulikbagger+Hammer		dB(A)	128,16	122,55		
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	6,24	1,76		
SKW		h	3,03	0,86	2,35	1,73
Brecher		h			8,00	
Hydraulikbagger+Hammer		h	8,00	8,00		
Schallleistungspegel		dB(A)	125,32	119,72	111,58	105,10
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	296,76	318,63	509,37	89,04
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	60,45	61,07	65,14	49,99
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,002	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,59	0,64	1,02	0,18
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	19,40	19,69	32,94	0,85
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	2,45	2,58	2,53	4,41
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	246,81	264,92	0,00	49,74
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,25	54,08	0,00	50,25
Weglänge des gebeugten Schallstrahls	e	m				
Schirmwert	z		0,30	0,37	0,00	10,95
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,29	0,29	0,00	0,95
Abschirmmaß	D_z	dB(A)	7,38	7,82	0,00	24,78
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	4,94	5,24	0,00	20,37
Summe			62,92	56,22	45,90	36,17
Zwischenwert			1958413,10	418418,87	38947,82	4142,73
Energetische Addition für Aufpunkt						63,84

Berechnung der Schallimmission auf der Grundlage der VDI 2714, HYHA B-9, 6. Sohle

Immissionspunkt D

Standort Quelle			HYHA-9-QB-1	HYHA-B-9-QA-1	HYHA-9-Brecher	HYHA-9-QB-2
			HYHA-9-ID	HYHA-9-ID	HYHA-9-ID	HYHA-9-ID
Standort Aufpunkt						
Gestein B						
Schallleistungspegel	Formelz	Einheit				
Radlader		dB(A)	110,00	110,00		
SKW 1		dB(A)	110,00	110,00	110,00	110,00
Brecher		dB(A)			110,00	
Hydraulikbagger+Hammer		dB(A)	128,16	122,55		
Betriebszeiten	t_B					
Radlader		h	6,24	1,76		
SKW		h	3,03	0,86	2,35	1,73
Brecher		h			8,00	
Hydraulikbagger+Hammer		h	8,00	8,00		
Schallleistungspegel		dB(A)	125,32	119,72	111,58	105,10
Schallquellenhöhe	h_Q	m	2,00	2,00	2,00	2,00
Aufpunkthöhe	h_A	m	5,00	5,00	5,00	5,00
Richtwirkungsmaß	DI	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Lage der Quelle (Eingabe: A-D)			C	C	B	C
Raumwinkelmaß	K_0	dB(A)	6,02	6,02	3,01	6,02
Abstand Quelle zum AP	s_m	m	245,14	357,38	220,48	295,75
Abstandsmaß	D_s	dB(A)	58,79	62,06	57,87	60,42
Oktavmittenfrequenz		Hz	500,00	500,00	500,00	500,00
Absorptionskoeffizient [dB/m] (ist von der Oktavmittenfrequenz abhängig)	α_L	dB/m	0,002	0,002	0,00	0,00
Luftabsorptionsmaß	D_L	dB(A)	0,49	0,71	0,44	0,59
mittlere Höhe über Grund	h_m	m	8,39	16,60	3,50	16,30
Boden- und Meteorologiedämpfungsmaß	$D_{BM,o}$	dB(A)	3,55	3,14	4,22	2,81
Weglänge durch Bewuchs (<200m)	s_D		0,00	0,00	0,00	0,00
Dämpfungskoeffizient	α_D	dB/m	0,05	0,05	0,05	0,05
Bewuchsdämpfungsmaß	$D_{D,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
Weglänge durch Bebauung	s_G	m	0,00	0,00	0,00	0,00
Bebauungsdämpfungsmaß	$D_{G,o}$	dB(A)	0,00	0,00	0,00	0,00
	C1		3,00	3,00	3,00	3,00
	C2		20,00	20,00	20,00	20,00
	C3		1,00	1,00	1,00	1,00
Quelle Schirmkante	a_Q	m	195,00	306,98	0,00	233,22
Schirmkante Aufpunkt	a_A	m	50,79	50,57	0,00	62,76
Weglänge des gebeugten Schallstrahls	e	m				
Schirmwert	z		0,65	0,17	0,00	0,23
Korrektur Witterungseinflüsse	K_W	dB(A)	0,50	0,13	0,00	0,22
Abschirmmaß	D_z	dB(A)	10,93	5,62	0,00	6,45
Einfügungsdämpfungsmaß	D_e	dB(A)	7,37	2,47	0,00	3,64
Summe			61,14	57,35	52,06	43,66
Zwischenwert			1299128,42	542680,60	160851,40	23222,22
Energetische Addition für Aufpunkt						63,07

Zusammenfassung der Schallimmissionen für das Modell HYHA A-9

Gestein A	L _S [dB(A)] Abbau auf 1. AE	L _S [dB(A)] Abbau auf 6. AE	Differenz
Name Immissionspunkt			
HYHA-9-IA	57,19	57,43	-0,23
HYHA-9-IB	67,39	59,24	8,15
HYHA-9-IC	67,41	61,91	5,50
HYHA-9-ID	67,58	60,74	6,84
Mittelungspegel	66,3	60,1	6,20

Zusammenfassung der Schallimmissionen für das Modell HYHA B-9

Gestein B	L _S [dB(A)] Abbau auf 1. AE	L _S [dB(A)] Abbau auf 6. AE	Differenz
Name Immissionspunkt			
HYHA-9-IA	59,05	58,62	0,43
HYHA-9-IB	71,81	60,67	11,14
HYHA-9-IC	69,42	63,84	5,58
HYHA-9-ID	69,09	63,07	6,02
Mittelungspegel	69,1	62,0	7,14

Anlage 26.5 Zusammenstellung und Vergleich der Schallimmissionen

Modell	Szenario	Bezeichnung	Wert in dB(A)
HYHA A-3	15,3	HYHA A-3 /15,3	55,0
BuS A-3	16,2	BuS A-3 /16,2	55,3
HYHA B-3	15,3	HYHA B-3 /15,3	56,0
BuS A-9	15,2	BuS A-9 /15,2	56,0
BuS B-3	16,2	BuS B-3 /16,2	56,1
BuS B-9	15,2	BuS B-9 /15,2	57,1
BuS A-9	6,1	BuS A-9 /6,1	58,6
BuS B-9	6,1	BuS B-9 /6,1	59,8
HYHA A-9	16,2	HYHA A-9 /16,2	60,1
BuS A-3	6,2	BuS A-3 /6,2	61,5
HYHA B-9	16,2	HYHA B-9 /16,2	62,0
BuS B-3	6,2	BuS B-3 /6,2	63,0
HYHA A-3	5,1	HYHA A-3 /5,1	64,4
HYHA A-9	7,4	HYHA A-9 /7,4	66,3
HYHA B-3	5,1	HYHA B-3 /5,1	66,9
HYHA B-9	7,4	HYHA B-9 /7,4	69,1

Anlage 27 Gasförmige Emissionen

Anlage 27.1 Aggregierte Emissionen

EmissionAgr	CO2-Äquivalent	SO2-Äquivalent	TOPP-Äquivalent
chem-org-gummiDirekt [kg/kg]	0	0	0,001
chem-org-gummiGesamt [kg/kg]	3,36	0,0128	0,0169
chem-org-hdpeDirekt [kg/kg]	0	0	0,006
chem-org-hdpeGesamt [kg/kg]	2,45	0,0113	0,02
metall-stahl-d-mixDirekt [kg/kg]	0	0	0
metall-stahl-d-mixGesamt [kg/kg]	1,55	0,00502	0,00708
Motor-Diesel-LandwirtschaftDirekt [kg/TJ]	75400	752	1208
Motor-Diesel-LandwirtschaftDirLit [kg/l]	2,6174	0,0261	0,0419
Motor-Diesel-LandwirtschaftGesamt [kg/TJ]	89600	848	1278
Motor-Diesel-LandwirtschaftGesLit [kg/l]	3,1104	0,0294	0,0444
sprengen-anfoDirekt [kg/kg]	0,119	0,00712	0,015
sprengen-anfoGesamt [kg/kg]	2,35	0,0119	0,0204
Tankstelle-DieselDirekt [kg/TJ]	0	0	0
Tankstelle-DieselDirLit [kg/l]	0	0	0
Tankstelle-DieselGesamt [kg/TJ]	14200	95,8	69,6
Tankstelle-DieselGesLit [kg/l]	0,4929	0,0033	0,0024
Netz-el-d-Verteilung-nsDirekt [kg/TJ]	0	0	0
Netz-el-d-Verteilung-nsGesamt [kg/TJ]	178000	243	244

Anlage 27.2 Gasförmige Emissionen beim Bohren, BuS-3

Aggregierte Emissionen	CO2-; SO2-; und TOPP-; Äquivalent	
Prozess:	Bohren	
Modell:	BuS A-3	
Maschine:	HBM 60	
EmissionAgr	CO2-Äquivalent Ergebnis	
AnteilStahlBohrgerät	[kg]	16.490,00
KunststoffBohrgerät	[kg]	510,00
EmisAgrStahlBohrgerät	[kg]	25.559,50
EmisAgrKunststoffBohrgerät	[kg]	1.249,50
EmisAgrBohrgerät	[kg]	26.809,00
EmisAgrBohrgerätspez	[kg/t]	5,06
EmisAgrBohrgeräta	[kg/a]	1.340,45
DieselBohrgerät	[l/a]	7.676,54
EmisAgrBohrgerätDiesel	[kg/a]	23.876,81
EmisAgrBohrgerätDieselDirekt	[kg/a]	20.092,76
EmisAgrBohrGesJahr	[kg/a]	25.217,26
EmisAgrBohrGesTon	[kg/t]	0,08
EmisAgrBohrGesTonDirekt	[kg/t]	0,07
Emission 20Jahre	[kg]	504.345,20
Emission 20JahreDirekt	[kg]	401.855,20
		80%
EmissionAgr	SO2-Äquivalent Ergebnis	
AnteilStahlBohrgerät	[kg]	16.490,00
KunststoffBohrgerät	[kg]	510,00
EmisAgrStahlBohrgerät	[kg]	82,78
EmisAgrKunststoffBohrgerät	[kg]	5,76
EmisAgrBohrgerät	[kg]	88,54
EmisAgrBohrgerätspez	[kg/t]	0,02
EmisAgrBohrgeräta	[kg/a]	4,43
DieselBohrgerät	[l/a]	7.676,54
EmisAgrBohrgerätDiesel	[kg/a]	225,98
EmisAgrBohrgerätDieselDirekt	[kg/a]	200,39
EmisAgrBohrGesJahr	[kg/a]	230,40
EmisAgrBohrGesTon	[kg/t]	7,69E-04
EmisAgrBohrGesTonDirekt	[kg/t]	6,69E-04
Emission 20Jahre	[kg]	4.608,00
Emission 20JahreDirekt	[kg]	4.007,80
		87%
EmissionAgr	TOPP-Äquivalent Ergebnis	
AnteilStahlBohrgerät	[kg]	16.490,00
KunststoffBohrgerät	[kg]	510,00
EmisAgrStahlBohrgerät	[kg]	116,75
EmisAgrKunststoffBohrgerät	[kg]	10,20
EmisAgrBohrgerät	[kg]	126,95
EmisAgrBohrgerätspez	[kg/t]	0,02
EmisAgrBohrgeräta	[kg/a]	6,35
DieselBohrgerät	[l/a]	7.676,54
EmisAgrBohrgerätDiesel	[kg/a]	340,56
EmisAgrBohrgerätDieselDirekt	[kg/a]	321,91
EmisAgrBohrGesJahr	[kg/a]	346,91
EmisAgrBohrGesTon	[kg/t]	1,16E-03
EmisAgrBohrGesTonDirekt	[kg/t]	1,08E-03
Emission 20Jahre	[kg]	6.938,20
Emission 20JahreDirekt	[kg]	6.438,20
		93%

Aggregierte Emissionen		CO2-; SO2-; und TOPP-; Äquivalent	
Prozess:		Bohren	
Modell:		BuS B-3	
Maschine:		ROC F6	
EmissionAgr		CO2-Äquivalent	
AnteilStahlBohrgerät	[kg]	15.229,00	
KunststoffBohrgerät	[kg]	471,00	
EmisAgrStahlBohrgerät	[kg]	23.604,95	
EmisAgrKunststoffBohrgerät	[kg]	1.153,95	
EmisAgrBohrgerät	[kg]	24.758,90	
EmisAgrBohrgerätspez	[kg/t]	2,50	
EmisAgrBohrgeräta	[kg/a]	1.237,95	
DieselBohrgerät	[l/a]	16.517,12	
EmisAgrBohrgerätDiesel	[kg/a]	51.374,21	
EmisAgrBohrgerätDieselDirekt	[kg/a]	43.232,32	
EmisAgrBohrGesJahr	[kg/a]	52.612,16	
EmisAgrBohrGesTon	[kg/t]	0,18	
EmisAgrBohrGesTonDirekt	[kg/t]	0,14	
Emission 20Jahre	[kg]	1.052.243,20	
Emission 20JahreDirekt	[kg]	864.646,40	82%
EmissionAgr		SO2-Äquivalent	
AnteilStahlBohrgerät	[kg]	15.229,00	
KunststoffBohrgerät	[kg]	471,00	
EmisAgrStahlBohrgerät	[kg]	76,45	
EmisAgrKunststoffBohrgerät	[kg]	5,32	
EmisAgrBohrgerät	[kg]	81,77	
EmisAgrBohrgerätspez	[kg/t]	0,01	
EmisAgrBohrgeräta	[kg/a]	4,09	
DieselBohrgerät	[l/a]	16.517,12	
EmisAgrBohrgerätDiesel	[kg/a]	486,22	
EmisAgrBohrgerätDieselDirekt	[kg/a]	431,18	
EmisAgrBohrGesJahr	[kg/a]	490,31	
EmisAgrBohrGesTon	[kg/t]	1,64E-03	
EmisAgrBohrGesTonDirekt	[kg/t]	1,44E-03	
Emission 20Jahre	[kg]	9.806,20	
Emission 20JahreDirekt	[kg]	8.623,60	88%
EmissionAgr		TOPP-Äquivalent	
AnteilStahlBohrgerät	[kg]	15.229,00	
KunststoffBohrgerät	[kg]	471,00	
EmisAgrStahlBohrgerät	[kg]	107,82	
EmisAgrKunststoffBohrgerät	[kg]	9,42	
EmisAgrBohrgerät	[kg]	117,24	
EmisAgrBohrgerätspez	[kg/t]	0,01	
EmisAgrBohrgeräta	[kg/a]	5,86	
DieselBohrgerät	[l/a]	16.517,12	
EmisAgrBohrgerätDiesel	[kg/a]	732,77	
EmisAgrBohrgerätDieselDirekt	[kg/a]	692,63	
EmisAgrBohrGesJahr	[kg/a]	738,63	
EmisAgrBohrGesTon	[kg/t]	2,47E-03	
EmisAgrBohrGesTonDirekt	[kg/t]	2,31E-03	
Emission 20Jahre	[kg]	14.772,60	
Emission 20JahreDirekt	[kg]	13.852,60	94%

Anlage 27.3 Gasförmige Emissionen beim Sprengen, BuS-3

Aggregierte Emissionen	CO ₂ -; SO ₂ -; und TOPP-; Äquivalent	
Prozess:	Sprengen	
Modell:	BuS A-3	
	CO ₂ -Äquivalent	
MasseSprengstoffJahr	[kg/a]	25.513,90
EmisAgrSprengen	[kg/a]	59.957,67
EmisAgrSprengenDirekt	[kg/a]	3.036,15
EmisAgrSprengenTon	[kg/t]	0,20
EmisAgrSprengenTonDirekt	[kg/t]	0,01
EmisAgrSprengen 20a	[kg]	1.199.153,40
EmisAgrSprengenDirekt 20a	[kg]	60.723,00
		5%
	SO ₂ -Äquivalent	
MasseSprengstoffJahr	[kg/a]	25.513,90
EmisAgrSprengen	[kg/a]	303,62
EmisAgrSprengenDirekt	[kg/a]	181,66
EmisAgrSprengenTon	[kg/t]	1,01E-03
EmisAgrSprengenTonDirekt	[kg/t]	6,07E-04
EmisAgrSprengen 20a	[kg]	6.072,40
EmisAgrSprengenDirekt 20a	[kg]	3.633,20
		60%
	TOPP-Äquivalent	
MasseSprengstoffJahr	[kg/a]	25.513,90
EmisAgrSprengen	[kg/a]	520,48
EmisAgrSprengenDirekt	[kg/a]	382,71
EmisAgrSprengenTon	[kg/t]	1,74E-03
EmisAgrSprengenTonDirekt	[kg/t]	1,28E-03
EmisAgrSprengen 20a	[kg]	10.409,60
EmisAgrSprengenDirekt 20a	[kg]	7.654,20
		74%
Modell	BuS B-3	
	CO ₂ -Äquivalent	
MasseSprengstoffJahr	[kg/a]	43.684,50
EmisAgrSprengen	[kg/a]	102.658,58
EmisAgrSprengenDirekt	[kg/a]	5.198,46
EmisAgrSprengenTon	[kg/t]	0,34
EmisAgrSprengenTonDirekt	[kg/t]	0,02
EmisAgrSprengen 20a	[kg]	2.053.171,60
EmisAgrSprengenDirekt 20a	[kg]	103.969,20
		5%
	SO ₂ -Äquivalent	
MasseSprengstoffJahr	[kg/a]	43.684,50
EmisAgrSprengen	[kg/a]	519,85
EmisAgrSprengenDirekt	[kg/a]	311,03
EmisAgrSprengenTon	[kg/t]	1,74E-03
EmisAgrSprengenTonDirekt	[kg/t]	1,04E-03
EmisAgrSprengen 20a	[kg]	10.397,00
EmisAgrSprengenDirekt 20a	[kg]	6.220,60
		60%
	TOPP-Äquivalent	
MasseSprengstoffJahr	[kg/a]	43.684,50
EmisAgrSprengen	[kg/a]	891,16
EmisAgrSprengenDirekt	[kg/a]	655,27
EmisAgrSprengenTon	[kg/t]	2,98E-03
EmisAgrSprengenTonDirekt	[kg/t]	2,19E-03
EmisAgrSprengen 20a	[kg]	17.823,20
EmisAgrSprengenDirekt 20a	[kg]	13.105,40
		74%

Anlage 27.4 Gasförmige Emissionen beim Laden, BuS-3

Aggregierte Emissionen CO₂-; SO₂-; und TOPP-; Äquivalent

Prozess: Laden

Maschine: CAT 980
(Selbstbeladung)

EmissionAgr		CO ₂ -Äquivalent Ergebnis	
AnteilStahlLader	[kg]	27.784,00	
AnteilReifenLader	[kg]	2.000,00	
KunststoffeLader	[kg]	416,00	
EmisAgrLadera	[kg]	4.020,61	
VerbrauchLadegerät	[l/a]	25.751,43	
EmisAgrLaderDiesel	[kg/a]	80.096,28	
EmisAgrLaderDieselDirekt	[kg/a]	67.402,45	
EmisAgrLaderGesJahr	[kg/a]	84.116,90	
EmisAgrLaderGesTon	[kg/t]	2,81E-01	
EmisAgrLaderGesTonDirekt	[kg/t]	2,25E-01	
Emission 20Jahre	[kg]	1.682.337,90	
Emission 20JahreDirekt	[kg]	1.348.049,06	80%

EmissionAgr		SO ₂ -Äquivalent Ergebnis	
AnteilStahlLader	[kg]	27.784,00	
AnteilReifenLader	[kg]	2.000,00	
KunststoffeLader	[kg]	416,00	
EmisAgrLadera	[kg]	13,70	
VerbrauchLadegerät	[l/a]	25.751,43	
EmisAgrLaderDiesel	[kg/a]	758,05	
EmisAgrLaderDieselDirekt	[kg/a]	672,24	
EmisAgrLaderGesJahr	[kg/a]	771,75	
EmisAgrLaderGesTon	[kg/t]	2,58E-03	
EmisAgrLaderGesTonDirekt	[kg/t]	2,24E-03	
Emission 20Jahre	[kg]	15.435,04	
Emission 20JahreDirekt	[kg]	13.444,75	87%

EmissionAgr		TOPP-Äquivalent Ergebnis	
AnteilStahlLader	[kg]	27.784,00	
AnteilReifenLader	[kg]	2.000,00	
KunststoffeLader	[kg]	416,00	
EmisAgrLadera	[kg]	19,09	
VerbrauchLadegerät	[l/a]	25.751,43	
EmisAgrLaderDiesel	[kg/a]	1.142,45	
EmisAgrLaderDieselDirekt	[kg/a]	1.079,87	
EmisAgrLaderGesJahr	[kg/a]	1.161,53	
EmisAgrLaderGesTon	[kg/t]	3,88E-03	
EmisAgrLaderGesTonDirekt	[kg/t]	3,61E-03	
Emission 20Jahre	[kg]	23.230,59	
Emission 20JahreDirekt	[kg]	21.597,38	93%

Anlage 27.5 Gasförmige Emissionen Transportieren, BuS-3

SKWalter

EmissionAgr		CO2-Äquivalent Ergebnis	SO2-Äquivalent Ergebnis	TOPP-Äquivalent Ergebnis
AnteilStahlSKWAlter	[kg]	19.272,00	19.272,00	19.272,00
ReifengewichtSKWAlter	[kg]	2.400,00	2.400,00	2.400,00
KunststoffeSKWAlter	[kg]	228,00	228,00	228,00
EmisAgrStahlbauSKWAlter	[kg]	29.871,60	96,75	136,45
EmisAgrReifenSKWAlter	[kg]	8.064,00	30,72	40,56
EmisAgrKunststoffeSKWAlter	[kg]	558,60	2,58	4,56
EmisAgrSKWAlter	[kg]	38.494,20	130,04	181,57
EmisAgrSKWAltera	[kg/a]	2.466,57	8,65	11,86
VerbrauchSKWAlter	[l/a]	27.701,42	27.701,42	27.701,42
EmisAgrSKWAlterDiesel	[kg/a]	52.852,66	500,21	753,86
EmisAgrSKWAlterDieselDirekt	[kg/a]	44.476,45	443,58	712,57
EmisAgrSKWAlterGesJahr	[kg/a]	55.319,22	508,86	765,72
EmisAgrSKWAlterGesTon	[kg/t]	0,18	1,70E-03	2,56E-03
EmisAgrSKWAlterGesTonDirekt	[kg/t]	0,15	1,48E-03	2,38E-03
Emission 20Jahre	[kg]	1.106.384,39	10.177,20	15.314,43
Emission 20JahreDirekt	[kg]	889.529,07	8.871,70	14.251,34

SKW1

EmissionAgr		CO2-Äquivalent Ergebnis	SO2-Äquivalent Ergebnis	TOPP-Äquivalent Ergebnis
AnteilStahlSKW1	[kg]	26.664,00	26.664,00	26.664,00
ReifengewichtSKW1	[kg]	3.000,00	3.000,00	3.000,00
KunststoffeSKW1	[kg]	636,00	636,00	636,00
EmisAgrStahlbauSKW1	[kg]	41.329,20	133,85	188,78
EmisAgrReifenSKW1	[kg]	10.080,00	38,40	50,70
EmisAgrKunststoffeSKW1	[kg]	1.558,20	7,19	12,72
EmisAgrSKW1	[kg]	52.967,40	179,44	252,20
EmisAgrSKW1a	[kg/a]	8.233,95	28,85	39,81
VerbrauchSKW1	[l/a]	64.440,08	64.440,08	64.440,08
EmisAgrSKW1Diesel	[kg/a]	200.431,97	1.896,95	2.858,84
EmisAgrSKW1DieselDirekt	[kg/a]	168.667,08	1.682,20	2.702,25
EmisAgrSKW1GesJahr	[kg/a]	208.665,92	1.925,80	2.898,65
EmisAgrSKW1GesTon	[kg/t]	0,70	6,43E-03	9,68E-03
EmisAgrSKW1GesTonDirekt	[kg/t]	0,56	5,62E-03	9,02E-03
Emission 20Jahre	[kg]	4.173.318,39	38.515,95	57.973,09
Emission 20JahreDirekt	[kg]	3.373.341,67	33.643,94	54.045,05

Summe SKW1+SKWalter

EmisAgrSKW1a	[kg/a]	10.700,51	37,50	51,68
VerbrauchSKW1	[l/a]	92.141,50	92.141,50	92.141,50
EmisAgrSKW1Diesel	[kg/a]	253.284,63	2.397,16	3.612,70
EmisAgrSKW1DieselDirekt	[kg/a]	213.143,54	2.125,78	3.414,82
EmisAgrSKW1GesJahr	[kg/a]	263.985,14	2.434,66	3.664,38
EmisAgrSKW1GesTon	[kg/t]	8,82E-01	8,13E-03	1,22E-02
EmisAgrSKW1GesTonDirekt	[kg/t]	7,12E-01	7,10E-03	1,14E-02
Emission 20Jahre	[kg]	5.279.702,78	48.693,15	73.287,52
Emission 20JahreDirekt	[kg]	4.262.870,74	42.515,63	68.296,39

Anlage 27.6 Gasförmige Emissionen Vorberechen, BuS-3

EmissionAgr		CO2-Äquivalent Ergebnis	SO2-Äquivalent Ergebnis	TOPP-Äquivalent Ergebnis
Brecher A-3				
Gewicht	[kg]	80.300,00	80.300,00	80.300,00
EmisAgrBrecher	[kg]	124.465,00	403,11	568,52
EmisAgrBrecherspez	[kg/h]	3,69	0,01	0,02
EmisAgrBrechera	[kg/a]	6.223,25	20,16	28,43
E-Energieverbrauch	[kWh/a]	274.878,12	274.878,12	274.878,12
EmisAgrBrecherEEnergie	[kg/a]	176.141,90	240,47	241,45
EmisAgrBrecherGesJahr	[kg/a]	182.365,15	260,62	269,88
EmisAgrBrecherGesTon	[kg/t]	0,61	8,70E-04	9,01E-04
Emis20Jahre	[kg]	3.647.302,95	5.212,35	5.397,66
Emis20JahreDirekt	[kg]	0,00	0,00	0,00
Brecher B-3				
Gewicht	[kg]	91.300,00	91.300,00	91.300,00
EmisAgrBrecher	[kg]	141.515,00	458,33	646,40
EmisAgrBrecherspez	[kg/h]	4,19	0,01	0,02
EmisAgrBrechera	[kg/a]	7.075,75	22,92	32,32
E-Energieverbrauch	[kWh/a]	350.881,28	350.881,28	350.881,28
EmisAgrBrecherEEnergie	[kg/a]	224.844,73	306,95	308,22
EmisAgrBrecherGesJahr	[kg/a]	231.920,48	329,87	340,54
EmisAgrBrecherGesTon	[kg/t]	0,77	1,10E-03	1,14E-03
Emis20Jahre	[kg]	4.638.409,58	6.597,40	6.810,70
Emis20JahreDirekt	[kg]	0,00	0,00	0,00

Anlage 27.7 Gasförmige Emissionen beim Lösen, HYHA -3

HYBA-A3				
EmissionAgr		CO2-Äquivalent	SO2-Äquivalent	TOPP-Äquivalent
BaggerName				
AnteilStahlHYBA	[kg]	67.900,00	67.900,00	67.900,00
KunststoffHYBA	[kg]	2.100,00	2.100,00	2.100,00
EmisAgrStahlHYBA	[kg]	105.245,00	340,86	480,73
EmisAgrKunststoffHYBA	[kg]	5.145,00	23,73	42,00
EmisAgrHYBA	[kg]	110.390,00	364,59	522,73
EmisAgrHYBAspez	[kg/h]	7,36	0,02	0,03
EmisAgrHYBAa	[kg/a]	12.398,77	40,95	58,71
DieselBagger	[l/a]	112.812,05	112.812,05	112.812,05
EmisAgrHYBADiesel	[kg/a]	350.886,31	3.320,89	5.004,83
EmisAgrHYBADieselDirekt	[kg/a]	295.277,10	2.944,94	4.730,70
EmisAgrHYBAGesJahr	[kg/a]	363.285,08	3.361,84	5.063,54
EmisAgrHYBAGesTon	[kg/t]	1,21E+00	1,12E-02	1,69E-02
EmisAgrHYBAGesTonDirekt	[kg/t]	9,85E-01	9,82E-03	1,58E-02
Emission 20Jahre	[kg]	7.265.701,59	67.236,76	101.270,84
Emission 20JahreDirekt	[kg]	5.905.541,95	58.898,77	94.613,99
HYHA-A3				
EmissionAgr		CO2-Äquivalent	SO2-Äquivalent	TOPP-Äquivalent
HYHName				
AnteilStahlHYHA	[kg]	6.790,00	6.790,00	6.790,00
KunststoffHYHA	[kg]	210,00	210,00	210,00
EmisAgrStahlHYHA	[kg]	10.524,50	34,09	48,07
EmisAgrKunststoffHYHA	[kg]	514,50	2,37	4,20
EmisAgrHYHA	[kg]	11.039,00	36,46	52,27
EmisAgrHYHASpez	[kg/h]	1,58E+00	5,21E-03	7,47E-03
EmisAgrHYHAa	[kg/a]	2.656,88	8,77	12,58
EmisAgrHYHAton	[kg/t]	8,86E-03	2,93E-05	4,20E-05
Emission 20Jahre	[kg]	53.137,57	175,50	251,62
Emission 20JahreDirekt				
HYHA&HYBA-A3				
		CO2-Äquivalent	SO2-Äquivalent	TOPP-Äquivalent
Stahl	[kg]	74.690,00	74.690,00	74.690,00
Kunststoff	[kg]	2.310,00	2.310,00	2.310,00
EmisAgrStahl	[kg]	115.769,50	374,95	528,80
EmisAgrKunststoff	[kg]	5.659,50	26,10	46,20
EmisAgr	[kg]	121.429,00	401,05	575,01
EmisAgrspez	[kg/h]	8,94	0,03	0,04
EmisAgr	[kg/a]	15.055,65	49,72	71,29
DieselBagger	[l/a]	112.812,05	112.812,05	112.812,05
EmisAgrHYBADiesel	[kg/a]	350.886,31	3.320,89	5.004,83
EmisAgrHYBADieselDirekt	[kg/a]	295.277,10	2.944,94	4.730,70
EmisAgrGesJahr	[kg/a]	363.285,08	3.361,84	5.063,54
EmisAgrGesTon	[kg/t]	1,22E+00	1,12E-02	1,69E-02
EmisAgrHYBAGesTonDirekt	[kg/t]	9,85E-01	9,82E-03	1,58E-02
Emission 20Jahre	[kg]	7.318.839,16	67.412,26	101.522,46
Emission 20JahreDirekt	[kg]	5.905.541,95	58.898,77	94.613,99
		81%	87%	93%

HYBA B-3				
EmissionAgr		CO2-Äquivalent	SO2-Äquivalent	TOPP-Äquivalent
BaggerName				
AnteilStahlHYBA	[kg]	67.900,00	67.900,00	67.900,00
KunststoffHYBA	[kg]	2.100,00	2.100,00	2.100,00
EmisAgrStahlHYBA	[kg]	105.245,00	340,86	480,73
EmisAgrKunststoffHYBA	[kg]	5.145,00	23,73	42,00
EmisAgrHYBA	[kg]	110.390,00	364,59	522,73
EmisAgrHYBAspez	[kg/h]	7,36	0,02	0,03
EmisAgrHYBAa	[kg/a]	21.220,97	70,09	100,49
DieselBagger	[l/a]	193.082,16	193.082,16	193.082,16
EmisAgrHYBADiesel	[kg/a]	600.555,42	5.683,83	8.565,96
EmisAgrHYBADieselDirekt	[kg/a]	505.378,11	5.040,38	8.096,77
EmisAgrHYBAGesJahr	[kg/a]	621.776,39	5.753,92	8.666,45
EmisAgrHYBAGesTon	[kg/t]	2,07E+00	1,92E-02	2,89E-02
EmisAgrHYBAGesTonDirekt	[kg/t]	1,69E+00	1,68E-02	2,70E-02
Emission 20Jahre	[kg]	12.435.527,73	115.078,30	173.328,91
Emission 20JahreDirekt	[kg]	10.107.562,19	100.807,52	161.935,48
HYHA B-3				
EmissionAgr		CO2-Äquivalent	SO2-Äquivalent	TOPP-Äquivalent
HYHName				
AnteilStahlHYHA	[kg]	6.790,00	6.790,00	6.790,00
KunststoffHYHA	[kg]	210,00	210,00	210,00
EmisAgrStahlHYHA	[kg]	10.524,50	34,09	48,07
EmisAgrKunststoffHYHA	[kg]	514,50	2,37	4,20
EmisAgrHYHA	[kg]	11.039,00	36,46	52,27
EmisAgrHYHASpez	[kg/h]	1,58E+00	5,21E-03	7,47E-03
EmisAgrHYHAa	[kg/a]	4.547,35	15,02	21,53
EmisAgrHYHAton	[kg/t]	1,52E-02	5,01E-05	7,18E-05
Emission 20Jahre	[kg]	90.947,00	300,37	430,66
Emission 20JahreDirekt				
HYHA&HYBA B-3				
		CO2-Äquivalent	SO2-Äquivalent	TOPP-Äquivalent
Stahl	[kg]	74.690,00	74.690,00	74.690,00
Kunststoff	[kg]	2.310,00	2.310,00	2.310,00
EmisAgrStahl	[kg]	115.769,50	374,95	528,80
EmisAgrKunststoff	[kg]	5.659,50	26,10	46,20
EmisAgr	[kg]	121.429,00	401,05	575,01
EmisAgrspez	[kg/h]	8,94	0,03	0,04
EmisAgr	[kg/a]	25.768,32	85,11	122,02
DieselBagger	[l/a]	193.082,16	193.082,16	193.082,16
EmisAgrHYBADiesel	[kg/a]	600.555,42	5.683,83	8.565,96
EmisAgrHYBADieselDirekt	[kg/a]	505.378,11	5.040,38	8.096,77
EmisAgrGesJahr	[kg/a]	621.776,39	5.753,92	8.666,45
EmisAgrGesTon	[kg/t]	2,09E+00	1,93E-02	2,90E-02
EmisAgrHYBAGesTonDirekt	[kg/t]	1,69E+00	1,68E-02	2,70E-02
Emission 20Jahre	[kg]	12.526.474,73	115.378,67	173.759,57
Emission 20JahreDirekt	[kg]	10.107.562,19	100.807,52	161.935,48
		81%	87%	93%

Anlage 27.8 Gasförmige Emissionen beim Laden, HYHA-3

Aggregierte Emissionen	CO2-, SO2- und TOPP- Äquivalent		
Prozess:	Laden		
Maschine:	CAT 980 (Selbstbeladung)		
HYHA-3			
EmissionAgr	CO2-Äquivalent Ergebnis		
AnteilStahlLader	[kg]	27.784,00	
AnteilReifenLader	[kg]	2.000,00	
KunststoffeLader	[kg]	416,00	
EmisAgrLadera	[kg/a]	4.285,02	
VerbrauchLadegerät	[l/a]	27.444,95	
EmisAgrLaderDiesel	[kg/a]	85.363,72	
EmisAgrLaderDieselDirekt	[kg/a]	71.835,09	
EmisAgrLaderGesJahr	[kg/a]	89.648,74	
EmisAgrLaderGesTon	[kg/t]	2,99E-01	
EmisAgrLaderGesTonDirekt	[kg/t]	2,40E-01	
Emission 20Jahre	[kg]	1.792.974,86	
Emission 20JahreDirekt	[kg]	1.436.701,89	80%
EmissionAgr	SO2-Äquivalent Ergebnis		
AnteilStahlLader	[kg]	27.784,00	
AnteilReifenLader	[kg]	2.000,00	
KunststoffeLader	[kg]	416,00	
EmisAgrLadera	[kg/a]	14,60	
VerbrauchLadegerät	[l/a]	27.444,95	
EmisAgrLaderDiesel	[kg/a]	807,91	
EmisAgrLaderDieselDirekt	[kg/a]	716,45	
EmisAgrLaderGesJahr	[kg/a]	822,51	
EmisAgrLaderGesTon	[kg/t]	2,74E-03	
EmisAgrLaderGesTonDirekt	[kg/t]	2,39E-03	
Emission 20Jahre	[kg]	16.450,10	
Emission 20JahreDirekt	[kg]	14.328,91	87%
	TOPP-Äquivalent Ergebnis		
AnteilStahlLader	[kg]	27.784,00	
AnteilReifenLader	[kg]	2.000,00	
KunststoffeLader	[kg]	416,00	
EmisAgrLadera	[kg/a]	20,34	
VerbrauchLadegerät	[l/a]	27.444,95	
EmisAgrLaderDiesel	[kg/a]	1.217,58	
EmisAgrLaderDieselDirekt	[kg/a]	1.150,89	
EmisAgrLaderGesJahr	[kg/a]	1.237,92	
EmisAgrLaderGesTon	[kg/t]	4,13E-03	
EmisAgrLaderGesTonDirekt	[kg/t]	3,84E-03	
Emission 20Jahre	[kg]	24.758,32	
Emission 20JahreDirekt	[kg]	23.017,73	93%

Anlage 27.9 Gasförmige Emissionen Transportieren, HYHA-3**SKWalter**

EmissionAgr		CO2-Äquivalent	SO2-Äquivalent	TOPP-Äquivalent
AnteilStahlSKWAlter	[kg]	19.272,00	19.272,00	19.272,00
ReifengewichtSKWAlter	[kg]	2.400,00	2.400,00	2.400,00
KunststoffeSKWAlter	[kg]	228,00	228,00	228,00
EmisAgrStahlbauSKWAlter	[kg]	29.871,60	96,75	136,45
EmisAgrReifenSKWAlter	[kg]	8.064,00	30,72	40,56
EmisAgrKunststoffeSKWAlter	[kg]	558,60	2,58	4,56
EmisAgrSKWAlter	[kg]	38.494,20	130,04	181,57
EmisAgrSKWAltera	[kg/a]	2.493,06	8,74	11,99
VerbrauchSKWAlter	[l/a]	27.167,15	27.167,15	27.167,15
EmisAgrSKWAlterDiesel	[kg/a]	52.463,68	496,53	748,31
EmisAgrSKWAlterDieselDirekt	[kg/a]	44.149,12	440,32	707,32
EmisAgrSKWAlterGesJahr	[kg/a]	54.956,74	505,27	760,30
EmisAgrSKWAlterGesTon	[kg/t]	1,83E-01	1,69E-03	2,54E-03
EmisAgrSKWAlterGesTonDirekt	[kg/t]	1,47E-01	1,47E-03	2,36E-03
Emission 20Jahre	[kg]	1.099.134,71	10.105,43	15.205,99
Emission 20JahreDirekt	[kg]	882.982,42	8.806,40	14.146,46

SKW1

EmissionAgr		CO2-Äquivalent	SO2-Äquivalent	TOPP-Äquivalent
AnteilStahlSKW1	[kg]	26.664,00	26.664,00	26.664,00
ReifengewichtSKW1	[kg]	3.000,00	3.000,00	3.000,00
KunststoffeSKW1	[kg]	636,00	636,00	636,00
EmisAgrStahlbauSKW1	[kg]	41.329,20	133,85	188,78
EmisAgrReifenSKW1	[kg]	10.080,00	38,40	50,70
EmisAgrKunststoffeSKW1	[kg]	1.558,20	7,19	12,72
EmisAgrSKW1	[kg]	52.967,40	179,44	252,20
EmisAgrSKW1a	[kg/a]	8.239,10	28,87	39,84
VerbrauchSKW1	[l/a]	62.884,08	62.884,08	62.884,08
EmisAgrSKW1Diesel	[kg/a]	195.592,24	1.851,14	2.789,81
EmisAgrSKW1DieselDirekt	[kg/a]	164.594,36	1.641,58	2.637,00
EmisAgrSKW1GesJahr	[kg/a]	203.831,34	1.880,01	2.829,65
EmisAgrSKW1GesTon	[kg/t]	6,80E-01	6,27E-03	9,44E-03
EmisAgrSKW1GesTonDirekt	[kg/t]	5,49E-01	5,48E-03	8,79E-03
Emission 20Jahre	[kg]	4.076.626,79	37.600,24	56.592,96
Emission 20JahreDirekt	[kg]	3.291.887,25	32.831,55	52.740,05

HYHA3

Summe SKW1+SKWalter

EmisAgrSKW1a	[kg/a]	10.732,16	37,61	51,83
VerbrauchSKW1	[l/a]	90.051,23	90.051,23	90.051,23
EmisAgrSKW1Diesel	[kg/a]	248.055,92	2.347,67	3.538,12
EmisAgrSKW1DieselDirekt	[kg/a]	208.743,48	2.081,90	3.344,33
EmisAgrSKW1GesJahr	[kg/a]	258788,08	2.385,28	3.589,95
EmisAgrSKW1GesTon	[kg/t]	8,63E-01	7,95E-03	1,20E-02
EmisAgrSKW1GesTonDirekt	[kg/t]	6,96E-01	6,94E-03	1,12E-02
Emission 20Jahre	[kg]	5.175.761,50	47.705,67	71.798,95
Emission 20JahreDirekt	[kg]	4.174.869,67	41.637,96	66.886,51

Anlage 27.10 Gasförmige Emissionen Vorbereiten, HYHA-3

HYHA A-3		CO2-Äquivalent	SO2-Äquivalent	TOPP-Äquivalent
EmissionAgr				
Gewicht	[kg]	88.600,00	88.600,00	88.600,00
EmisAgrBrecher	[kg]	137.330,00	444,77	627,29
EmisAgrBrecherspez	[kg/h]	4,07	1,32E-02	1,86E-02
EmisAgrBrechera	[kg/a]	6.866,50	22,24	31,36
Energieverbrauch	[kWh/a]	267.445,06	267.445,06	267.445,06
EmisAgrBrecherEEnergie	[kg/a]	171.378,79	233,96	234,93
EmisAgrBrecherGesJahr	[kg/a]	178.245,29	256,20	266,29
EmisAgrBrecherGesTon	[kg/t]	5,94E-01	8,54E-04	8,88E-04
Emis20Jahre	[kg]	3.564.905,77	5.124,03	5.325,76
Emis20JahreDirekt	[kg]	0,00	0,00	0,00
HYHA B-3				
EmissionAgr				
Gewicht	[kg]	99.600,00	99.600,00	99.600,00
EmisAgrBrecher	[kg]	154.380,00	499,99	705,17
EmisAgrBrecherspez	[kg/h]	4,57	1,48E-02	2,09E-02
EmisAgrBrechera	[kg/a]	7.719,00	25,00	35,26
Energieverbrauch	[kWh/a]	338.425,73	338.425,73	338.425,73
EmisAgrBrecherEEnergie	[kg/a]	216.863,21	296,05	297,28
EmisAgrBrecherGesJahr	[kg/a]	224.582,21	321,05	332,53
EmisAgrBrecherGesTon	[kg/t]	7,49E-01	1,07E-03	1,11E-03
Emis20Jahre	[kg]	4.491.644,23	6.421,04	6.650,55
Emis20JahreDirekt	[kg]	0,00	0,00	0,00

Anlage 27.11 Gasförmige Emissionen beim Bohren, BuS-9

Aggregierte Emissionen		CO2-; SO2- und TOPP-Äquivalent	
Prozess		Bohren	
Modell		BuS A-9	BuS B-9
EmissionAgr		CO2-Äquivalent	CO2-Äquivalent
BohrgerätName		HBM60	ROCF6
AnteilStahlBohrgerät	[kg]	16.490,00	15.229,00
KunststoffBohrgerät	[kg]	510,00	471,00
EmisAgrStahlBohrgerät	[kg]	25.559,50	23.604,95
EmisAgrKunststoffBohrgerät	[kg]	1.249,50	1.153,95
EmisAgrBohrgerät	[kg]	26.809,00	24.758,90
EmisAgrBohrgerätspez	[kg/t]	2,32E+00	1,07E+00
EmisAgrBohrgeräte	[kg/a]	1.340,45	1.237,95
DieselBohrgerät	[l/a]	16.739,18	38.529,35
EmisAgrBohrgerätDiesel	[kg/a]	52.064,90	119.840,23
EmisAgrBohrgerätDieselDirekt	[kg/a]	43.813,54	100.847,69
EmisAgrBohrGesJahr	[kg/a]	53.405,35	121.078,18
EmisAgrBohrGesTon	[kg/t]	5,93E-02	1,35E-01
EmisAgrBohrGesTonDirekt	[kg/t]	4,87E-02	1,12E-01
Emission 20Jahre	[kg]	1.068.107,00	2.421.563,60
Emission 20JahreDirekt	[kg]	876.270,80	2.016.953,80
		BuS A-9	BuS B-9
EmissionAgr		SO2-Äquivalent	SO2-Äquivalent
AnteilStahlBohrgerät	[kg]	16.490,00	15.229,00
KunststoffBohrgerät	[kg]	510,00	471,00
EmisAgrStahlBohrgerät	[kg]	82,78	76,45
EmisAgrKunststoffBohrgerät	[kg]	5,76	5,32
EmisAgrBohrgerät	[kg]	88,54	81,77
EmisAgrBohrgerätspez	[kg/t]	7,67E-03	3,54E-03
EmisAgrBohrgeräte	[kg/a]	4,43	4,09
DieselBohrgerät	[l/a]	16.739,18	38.529,35
EmisAgrBohrgerätDiesel	[kg/a]	492,76	1.134,20
EmisAgrBohrgerätDieselDirekt	[kg/a]	436,97	1.005,80
EmisAgrBohrGesJahr	[kg/a]	497,18	1.138,29
EmisAgrBohrGesTon	[kg/t]	5,53E-04	1,26E-03
EmisAgrBohrGesTonDirekt	[kg/t]	4,86E-04	1,12E-03
Emission 20Jahre	[kg]	9.943,60	22.765,80
Emission 20JahreDirekt	[kg]	8.739,40	20.116,00
		BuS A-9	BuS B-9
EmissionAgr		TOPP-Äquivalent	TOPP-Äquivalent
AnteilStahlBohrgerät	[kg]	16.490,00	15.229,00
KunststoffBohrgerät	[kg]	510,00	471,00
EmisAgrStahlBohrgerät	[kg]	116,75	107,82
EmisAgrKunststoffBohrgerät	[kg]	10,20	9,42
EmisAgrBohrgerät	[kg]	126,95	117,24
EmisAgrBohrgerätspez	[kg/t]	0,01	0,01
EmisAgrBohrgeräte	[kg/a]	6,35	5,86
DieselBohrgerät	[l/a]	16.739,18	38.529,35
EmisAgrBohrgerätDiesel	[kg/a]	742,62	1.709,33
EmisAgrBohrgerätDieselDirekt	[kg/a]	701,95	1.615,70
EmisAgrBohrGesJahr	[kg/a]	748,97	1.715,19
EmisAgrBohrGesTon	[kg/t]	8,32E-04	1,91E-03
EmisAgrBohrGesTonDirekt	[kg/t]	7,80E-04	1,80E-03
Emission 20Jahre	[kg]	14.979,40	34.303,80
Emission 20JahreDirekt	[kg]	14.039,00	32.314,00

Anlage 27.12 Gasförmige Emissionen beim Sprengen, BuS-9

Aggregierte Emissionen		CO ₂ -; SO ₂ - und TOPP- Äquivalent	
Prozess		Sprengen	
Modell		BuS A-9	BuS B-9
EmissionAgr		CO ₂ -Äquivalent	CO ₂ -Äquivalent
MasseSprengstoffJahr	[kg/a]	79.730,94	131.053,51
EmisAgrSprengen	[kg/a]	187.367,72	307.975,75
EmisAgrSprengenDirekt	[kg/a]	9.487,98	15.595,37
EmisAgrSprengenTon	[kg/t]	2,08E-01	3,42E-01
EmisAgrSprengenTonDirekt	[kg/t]	1,05E-02	1,73E-02
EmisAgrSprengen 20a	[kg]	3.747.354,40	6.159.515,00
EmisAgrSprengenDirekt 20a	[kg]	189.759,60	311.907,40
EmissionAgr		BuS A-9	BuS B-9
		SO ₂ -Äquivalent	SO ₂ -Äquivalent
MasseSprengstoffJahr	[kg/a]	79.730,94	131.053,51
EmisAgrSprengen	[kg/a]	948,80	1.559,54
EmisAgrSprengenDirekt	[kg/a]	567,68	933,10
EmisAgrSprengenTon	[kg/t]	1,05E-03	1,73E-03
EmisAgrSprengenTonDirekt	[kg/t]	6,31E-04	1,04E-03
EmisAgrSprengen 20a	[kg]	18.976,00	31.190,80
EmisAgrSprengenDirekt 20a	[kg]	11.353,60	18.662,00
EmissionAgr		BuS A-9	BuS B-9
		TOPP-Äquivalent	TOPP-Äquivalent
MasseSprengstoffJahr	[kg/a]	79.730,94	131.053,51
EmisAgrSprengen	[kg/a]	1.626,51	2.673,49
EmisAgrSprengenDirekt	[kg/a]	1.195,96	1.965,80
EmisAgrSprengenTon	[kg/t]	1,81E-03	2,97E-03
EmisAgrSprengenTonDirekt	[kg/t]	1,33E-03	2,18E-03
EmisAgrSprengen 20a	[kg]	32.530,20	53.469,80
EmisAgrSprengenDirekt 20a	[kg]	23.919,20	39.316,00

Anlage 27.13 Gasförmige Emissionen beim Laden, BuS-9

Aggregierte Emissionen Prozess Modell		CO ₂ -, SO ₂ - und TOPP-Äquivalent Laden BuS-9	
EmissionAgr		CO ₂ -Äquivalent	
AnteilStahlLader	[kg]	46.082,80	
AnteilReifenLader	[kg]	2.400,00	
KunststoffeLader	[kg]	1.607,20	
EmisAgrLadera	[kg]	15.821,30	
VerbrauchLadegerät	[l/a]	95.201,53	
EmisAgrLaderDiesel	[kg/a]	296.111,24	
EmisAgrLaderDieselDirekt	[kg/a]	249.182,89	
EmisAgrLaderGesJahr	[kg/a]	311.932,54	
EmisAgrLaderGesTon	[kg/t]	3,47E-01	
EmisAgrLaderGesTonDirekt	[kg/t]	2,77E-01	
Emission 20Jahre	[kg]	6.238.650,76	
Emission 20JahreDirekt	[kg]	4.983.657,86	80%
EmissionAgr		SO ₂ -Äquivalent	
AnteilStahlLader	[kg]	46.082,80	
AnteilReifenLader	[kg]	2.400,00	
KunststoffeLader	[kg]	1.607,20	
EmisAgrLadera	[kg]	53,89	
VerbrauchLadegerät	[l/a]	95.201,53	
EmisAgrLaderDiesel	[kg/a]	2.802,48	
EmisAgrLaderDieselDirekt	[kg/a]	2.485,22	
EmisAgrLaderGesJahr	[kg/a]	2.856,37	
EmisAgrLaderGesTon	[kg/t]	3,17E-03	
EmisAgrLaderGesTonDirekt	[kg/t]	2,76E-03	
Emission 20Jahre	[kg]	57.127,48	
Emission 20JahreDirekt	[kg]	49.704,39	87%
EmissionAgr		TOPP-Äquivalent	
AnteilStahlLader	[kg]	46.082,80	
AnteilReifenLader	[kg]	2.400,00	
KunststoffeLader	[kg]	1.607,20	
EmisAgrLadera	[kg]	76,07	
VerbrauchLadegerät	[l/a]	95.201,53	
EmisAgrLaderDiesel	[kg/a]	4.223,55	
EmisAgrLaderDieselDirekt	[kg/a]	3.992,21	
EmisAgrLaderGesJahr	[kg/a]	4.299,62	
EmisAgrLaderGesTon	[kg/t]	4,78E-03	
EmisAgrLaderGesTonDirekt	[kg/t]	4,44E-03	
Emission 20Jahre	[kg]	85.992,48	
Emission 20JahreDirekt	[kg]	79.844,26	93%

Anlage 27.14 Gasförmige Emissionen beim Transportieren, BuS-9

Aggregierte Emissionen Prozess Modell		CO2-; SO2- und TOPP-Äquivalent Transportieren BuS-9	
EmissionAgr		CO2-Äquivalent	
AnteilStahlSKW	[kg]	36.502,40	
ReifengewichtSKW	[kg]	3.600,00	
KunststoffeSKW	[kg]	1.377,60	
EmisAgrStahlbauSKW	[kg]	56.578,72	
EmisAgrReifenSKW	[kg]	12.096,00	
EmisAgrKunststoffeSKW	[kg]	3.375,12	
EmisAgrSKW	[kg]	72.049,84	
EmisAgrSKWa	[kg/a]	26.329,54	
Summe von VerbrauchBlock	[l/a]	191.077,65	
EmisAgrSKWDiesel	[kg/a]	594.320,67	
EmisAgrSKWDieselDirekt	[kg/a]	500.131,46	
EmisAgrSKWGesJahr	[kg/a]	620.650,21	
EmisAgrSKWGesTon	[kg/t]	6,90E-01	
EmisAgrSKWGesTonDirekt	[kg/t]	5,56E-01	
Emission 20Jahre	[kg]	12.413.004,15	
Emission 20JahreDirekt	[kg]	10.002.629,13	81%
EmissionAgr		SO2-Äquivalent	
AnteilStahlSKW	[kg]	36.502,40	
ReifengewichtSKW	[kg]	3.600,00	
KunststoffeSKW	[kg]	1.377,60	
EmisAgrStahlbauSKW	[kg]	183,24	
EmisAgrReifenSKW	[kg]	46,08	
EmisAgrKunststoffeSKW	[kg]	15,57	
EmisAgrSKW	[kg]	244,89	
EmisAgrSKWa	[kg/a]	92,21	
Summe von VerbrauchBlock	[l/a]	191.077,65	
EmisAgrSKWDiesel	[kg/a]	5.624,82	
EmisAgrSKWDieselDirekt	[kg/a]	4.988,05	
EmisAgrSKWGesJahr	[kg/a]	5.717,03	
EmisAgrSKWGesTon	[kg/t]	6,35E-03	
EmisAgrSKWGesTonDirekt	[kg/t]	5,54E-03	
Emission 20Jahre	[kg]	114.340,58	
Emission 20JahreDirekt	[kg]	99.760,97	87%
		TOPP-Äquivalent	
AnteilStahlSKW	[kg]	36.502,40	
ReifengewichtSKW	[kg]	3.600,00	
KunststoffeSKW	[kg]	1.377,60	
EmisAgrStahlbauSKW	[kg]	258,44	
EmisAgrReifenSKW	[kg]	60,84	
EmisAgrKunststoffeSKW	[kg]	27,55	
EmisAgrSKW	[kg]	346,83	
EmisAgrSKWa	[kg/a]	128,17	
Summe von VerbrauchBlock	[l/a]	191.077,65	
EmisAgrSKWDiesel	[kg/a]	8.477,03	
EmisAgrSKWDieselDirekt	[kg/a]	8.012,72	
EmisAgrSKWGesJahr	[kg/a]	8.605,20	
EmisAgrSKWGesTon	[kg/t]	9,56E-03	
EmisAgrSKWGesTonDirekt	[kg/t]	8,91E-03	
Emission 20Jahre	[kg]	172.104,05	
Emission 20JahreDirekt	[kg]	160.254,32	93%

Anlage 27.15 Gasförmige Emissionen beim Vorberechnen, BuS-9

Aggregierte Emissionen Prozess		CO ₂ -; SO ₂ - und TOPP- Äquivalent Vorberechnen	
Modell		BuS A-9	BuS B-9
EmissionAgr		CO ₂ -Äquivalent	CO ₂ -Äquivalent
Gewicht	[kg]	186.450,00	186.450,00
EmisAgrBrecher	[kg]	288.997,50	288.997,50
EmisAgrBrecherspez	[kg/h]	8,52	8,52
EmisAgrBrechera	[kg/a]	14.449,88	14.449,88
E-Energieverbrauch	[kWh/a]	681.792,00	885.312,00
EmisAgrBrecherEEnergie	[kg/a]	436.892,31	567.307,93
EmisAgrBrecherGesJahr	[kg/a]	451.342,19	581.757,80
EmisAgrBrecherGesTon	[kg/t]	0,50	0,65
Emis20Jahre	[kg]	9.026.843,80	11.635.156,00
Emis20JahreDirekt	[kg]	0,00	0,00
Modell		BuS A-9	BuS B-9
EmissionAgr		SO ₂ -Äquivalent	SO ₂ -Äquivalent
Gewicht	[kg]	186.450,00	186.450,00
EmisAgrBrecher	[kg]	935,98	935,98
EmisAgrBrecherspez	[kg/h]	2,76E-02	2,76E-02
EmisAgrBrechera	[kg/a]	46,80	46,80
E-Energieverbrauch	[kWh/a]	681.792,00	885.312,00
EmisAgrBrecherEEnergie	[kg/a]	596,43	774,47
EmisAgrBrecherGesJahr	[kg/a]	643,23	821,27
EmisAgrBrecherGesTon	[kg/t]	7,15E-04	9,13E-04
Emis20Jahre	[kg]	12.864,60	16.425,40
Emis20JahreDirekt	[kg]	0,00	0,00
Modell		BuS A-9	BuS B-9
EmissionAgr		TOPP-Äquivalent	TOPP-Äquivalent
Gewicht	[kg]	186.450,00	186.450,00
EmisAgrBrecher	[kg]	1.320,07	1.320,07
EmisAgrBrecherspez	[kg/h]	3,89E-02	3,89E-02
EmisAgrBrechera	[kg/a]	66,00	66,00
E-Energieverbrauch	[kWh/a]	681.792,00	885.312,00
EmisAgrBrecherEEnergie	[kg/a]	598,89	777,66
EmisAgrBrecherGesJahr	[kg/a]	664,89	843,66
EmisAgrBrecherGesTon	[kg/t]	7,39E-04	9,38E-04
Emis20Jahre	[kg]	13.297,80	16.873,20
Emis20JahreDirekt	[kg]	0,00	0,00

Anlage 27.16 Gasförmige Emissionen beim Lösen, HYHA-9

HYBA A-9				
EmissionAgr		CO2-Äquivalent	SO2-Äquivalent	TOPP-Äquivalent
BaggerName				
AnteilStahlHYBA	[kg]	67.900,00	67.900,00	67.900,00
KunststoffHYBA	[kg]	2.100,00	2.100,00	2.100,00
EmisAgrStahlHYBA	[kg]	105.245,00	340,86	480,73
EmisAgrKunststoffHYBA	[kg]	5.145,00	23,73	42,00
EmisAgrHYBA	[kg]	110.390,00	364,59	522,73
EmisAgrHYBAspez	[kg/h]	7,36	0,02	0,03
EmisAgrHYBAa	[kg/a]	37.206,98	122,88	176,19
DieselBagger	[l/a]	338.533,28	338.533,28	338.533,28
EmisAgrHYBADiesel	[kg/a]	1.052.961,07	9.965,52	15.018,80
EmisAgrHYBADieselDirekt	[kg/a]	886.085,54	8.837,35	14.196,17
EmisAgrHYBAGesJahr	[kg/a]	1.090.168,05	10.088,41	15.194,98
EmisAgrHYBAGesTon	[kg/t]	1,21E+00	1,12E-02	1,69E-02
EmisAgrHYBAGesTonDirekt	[kg/t]	9,85E-01	9,82E-03	1,58E-02
Emission 20Jahre	[kg]	21.803.360,90	201.768,18	303.899,69
Emission 20JahreDirekt	[kg]	17.721.710,81	176.747,04	283.923,43
HYHA A-9				
EmissionAgr		CO2-Äquivalent	SO2-Äquivalent	TOPP-Äquivalent
HYHName				
AnteilStahlHYHA	[kg]	6.790,00	6.790,00	6.790,00
KunststoffHYHA	[kg]	210,00	210,00	210,00
EmisAgrStahlHYHA	[kg]	10.524,50	34,09	48,07
EmisAgrKunststoffHYHA	[kg]	514,50	2,37	4,20
EmisAgrHYHA	[kg]	11.039,00	36,46	52,27
EmisAgrHYHAspez	[kg/h]	1,58	0,01	0,01
EmisAgrHYHAa	[kg/a]	7.972,92	26,33	37,75
EmisAgrHYHAton	[kg/t]	8,86E-03	2,93E-05	4,20E-05
Emission 20Jahre	[kg]	159.458,48	526,65	755,09
Emission 20JahreDirekt				
HYHA&HYBA A-9				
Stahl	[kg]	74.690,00	74.690,00	74.690,00
Kunststoff	[kg]	2.310,00	2.310,00	2.310,00
EmisAgrStahl	[kg]	115.769,50	374,95	528,80
EmisAgrKunststoff	[kg]	5.659,50	26,10	46,20
EmisAgr	[kg]	121.429,00	401,05	575,01
EmisAgrspez	[kg/h]	8,94	0,03	0,04
EmisAgr	[kg/a]	45.179,90	149,22	213,94
DieselBagger	[l/a]	338.533,28	338.533,28	338.533,28
EmisAgrHYBADiesel	[kg/a]	1.052.961,07	9.965,52	15.018,80
EmisAgrHYBADieselDirekt	[kg/a]	886.085,54	8.837,35	14.196,17
EmisAgrGesJahr	[kg/a]	1.090.168,05	10.088,41	15.194,98
EmisAgrGesTon	[kg/t]	1,22E+00	1,12E-02	1,69E-02
EmisAgrHYBAGesTonDirekt	[kg/t]	9,85E-01	9,82E-03	1,58E-02
Emission 20Jahre	[kg]	21.962.819,38	202.294,83	304.654,78
Emission 20JahreDirekt	[kg]	17.721.710,81	176.747,04	283.923,43
Anteil Emission Direkt		81%	87%	93%

HYBA B-9				
EmissionAgr		CO2-Äquivalent	SO2-Äquivalent	TOPP-Äquivalent
BaggerName				
AnteilStahlHYBA	[kg]	67.900,00	67.900,00	67.900,00
KunststoffHYBA	[kg]	2.100,00	2.100,00	2.100,00
EmisAgrStahlHYBA	[kg]	105.245,00	340,86	480,73
EmisAgrKunststoffHYBA	[kg]	5.145,00	23,73	42,00
EmisAgrHYBA	[kg]	110.390,00	364,59	522,73
EmisAgrHYBAspez	[kg/h]	7,36	0,02	0,03
EmisAgrHYBAa	[kg/a]	63.681,17	210,32	301,55
DieselBagger	[l/a]	579.412,73	579.412,73	579.412,73
EmisAgrHYBADiesel	[kg/a]	1.802.183,36	17.056,38	25.705,25
EmisAgrHYBADieselDirekt	[kg/a]	1.516.569,48	15.125,47	24.297,29
EmisAgrHYBAGesJahr	[kg/a]	1.865.864,54	17.266,70	26.006,80
EmisAgrHYBAGesTon	[kg/t]	2,07E+00	1,92E-02	2,89E-02
EmisAgrHYBAGesTonDirekt	[kg/t]	1,69E+00	1,68E-02	2,70E-02
Emission 20Jahre	[kg]	37.317.290,79	345.333,99	520.136,00
Emission 20JahreDirekt	[kg]	30.331.389,66	302.509,35	485.945,87
HYHA B-9				
EmissionAgr		CO2-Äquivalent	SO2-Äquivalent	TOPP-Äquivalent
HYHName				
AnteilStahlHYHA	[kg]	6.790,00	6.790,00	6.790,00
KunststoffHYHA	[kg]	210,00	210,00	210,00
EmisAgrStahlHYHA	[kg]	10.524,50	34,09	48,07
EmisAgrKunststoffHYHA	[kg]	514,50	2,37	4,20
EmisAgrHYHA	[kg]	11.039,00	36,46	52,27
EmisAgrHYHASpez	[kg/h]	1,58	0,01	0,01
EmisAgrHYHAa	[kg/a]	13.645,97	45,07	64,62
EmisAgrHYHATon	[kg/t]	1,52E-02	5,01E-05	7,18E-05
Emission 20Jahre	[kg]	272.919,32	901,38	1.292,36
Emission 20JahreDirekt				
HYHA&HYBA B-9				
Stahl	[kg]	74.690,00	74.690,00	74.690,00
Kunststoff	[kg]	2.310,00	2.310,00	2.310,00
EmisAgrStahl	[kg]	115.769,50	374,95	528,80
EmisAgrKunststoff	[kg]	5.659,50	26,10	46,20
EmisAgr	[kg]	121.429,00	401,05	575,01
EmisAgrspez	[kg/h]	8,94	0,03	0,04
EmisAgra	[kg/a]	77.327,14	255,39	366,17
DieselBagger	[l/a]	579.412,73	579.412,73	579.412,73
EmisAgrHYBADiesel	[kg/a]	1.802.183,36	17.056,38	25.705,25
EmisAgrHYBADieselDirekt	[kg/a]	1.516.569,48	15.125,47	24.297,29
EmisAgrGesJahr	[kg/a]	1.865.864,54	17.266,70	26.006,80
EmisAgrGesTon	[kg/t]	2,09	0,02	0,03
EmisAgrHYBAGesTonDirekt	[kg/t]	1,69	0,02	0,03
Emission 20Jahre	[kg]	37.590.210,11	346.235,37	521.428,36
Emission 20JahreDirekt	[kg]	30.331.389,66	302.509,35	485.945,87
Anteil Emission Direkt		81%	87%	93%

Anlage 27.17 Gasförmige Emissionen beim Laden, HYHA-9

Aggregierte Emissionen		CO ₂ -, SO ₂ - und TOPP-Äquivalent	
Prozess		Laden	
Modell		HYHA-9	
EmissionAgr		CO ₂ -Äquivalent	
AnteilStahlLader	[kg]	46.082,80	
AnteilReifenLader	[kg]	2.400,00	
KunststoffeLader	[kg]	1.607,20	
EmisAgrLadera	[kg]	15.821,30	
VerbrauchLadegerät	[l/a]	97.788,18	
EmisAgrLaderDiesel	[kg/a]	304.156,64	
EmisAgrLaderDieselDirekt	[kg/a]	255.953,24	
EmisAgrLaderGesJahr	[kg/a]	319.977,94	
EmisAgrLaderGesTon	[kg/t]	3,56E-01	
EmisAgrLaderGesTonDirekt	[kg/t]	2,84E-01	
Emission 20Jahre	[kg]	6.399.558,73	
Emission 20JahreDirekt	[kg]	5.119.064,78	80%
EmissionAgr		SO ₂ -Äquivalent	
AnteilStahlLader	[kg]	46.082,80	
AnteilReifenLader	[kg]	2.400,00	
KunststoffeLader	[kg]	1.607,20	
EmisAgrLadera	[kg]	53,89	
VerbrauchLadegerät	[l/a]	97.788,18	
EmisAgrLaderDiesel	[kg/a]	2.878,63	
EmisAgrLaderDieselDirekt	[kg/a]	2.552,74	
EmisAgrLaderGesJahr	[kg/a]	2.932,52	
EmisAgrLaderGesTon	[kg/t]	3,26E-03	
EmisAgrLaderGesTonDirekt	[kg/t]	2,84E-03	
Emission 20Jahre	[kg]	58.650,36	
Emission 20JahreDirekt	[kg]	51.054,86	87%
		TOPP-Äquivalent	
AnteilStahlLader	[kg]	46.082,80	
AnteilReifenLader	[kg]	2.400,00	
KunststoffeLader	[kg]	1.607,20	
EmisAgrLadera	[kg]	76,07	
VerbrauchLadegerät	[l/a]	97.788,18	
EmisAgrLaderDiesel	[kg/a]	4.338,30	
EmisAgrLaderDieselDirekt	[kg/a]	4.100,68	
EmisAgrLaderGesJahr	[kg/a]	4.414,38	
EmisAgrLaderGesTon	[kg/t]	4,91E-03	
EmisAgrLaderGesTonDirekt	[kg/t]	4,56E-03	
Emission 20Jahre	[kg]	88.287,57	
Emission 20JahreDirekt	[kg]	82.013,69	93%

Anlage 27.18 Gasförmige Emissionen beim Transportieren, HYHA-9

EmissionAgr		CO2-Äquivalent	
AnteilStahlSKW	[kg]	36.502,40	
ReifengewichtSKW	[kg]	3.600,00	
KunststoffeSKW	[kg]	1.377,60	
EmisAgrStahlbauSKW	[kg]	56.578,72	
EmisAgrReifenSKW	[kg]	12.096,00	
EmisAgrKunststoffeSKW	[kg]	3.375,12	
EmisAgrSKW	[kg]	72.049,84	
EmisAgrSKWa	[kg/a]	26.605,19	
Summe von VerbrauchBlock	[l/a]	190.119,35	
EmisAgrSKWDiesel	[kg/a]	591.340,00	
EmisAgrSKWDieselDirekt	[kg/a]	497.623,17	
EmisAgrSKWGesJahr	[kg/a]	617.945,19	
EmisAgrSKWGesTon	[kg/t]	6,87E-01	
EmisAgrSKWGesTonDirekt	[kg/t]	5,53E-01	
Emission 20Jahre	[kg]	12.358.903,77	
Emission 20JahreDirekt	[kg]	9.952.463,45	81%

EmissionAgr		SO2-Äquivalent	
AnteilStahlSKW	[kg]	36.502,40	
ReifengewichtSKW	[kg]	3.600,00	
KunststoffeSKW	[kg]	1.377,60	
EmisAgrStahlbauSKW	[kg]	183,24	
EmisAgrReifenSKW	[kg]	46,08	
EmisAgrKunststoffeSKW	[kg]	15,57	
EmisAgrSKW	[kg]	244,89	
EmisAgrSKWa	[kg/a]	93,17	
Summe von VerbrauchBlock	[l/a]	190.119,35	
EmisAgrSKWDiesel	[kg/a]	5.596,61	
EmisAgrSKWDieselDirekt	[kg/a]	4.963,03	
EmisAgrSKWGesJahr	[kg/a]	5.689,79	
EmisAgrSKWGesTon	[kg/t]	6,32E-03	
EmisAgrSKWGesTonDirekt	[kg/t]	5,51E-03	
Emission 20Jahre	[kg]	113.795,72	
Emission 20JahreDirekt	[kg]	99.260,64	87%

		TOPP-Äquivalent	
AnteilStahlSKW	[kg]	36.502,40	
ReifengewichtSKW	[kg]	3.600,00	
KunststoffeSKW	[kg]	1.377,60	
EmisAgrStahlbauSKW	[kg]	258,44	
EmisAgrReifenSKW	[kg]	60,84	
EmisAgrKunststoffeSKW	[kg]	27,55	
EmisAgrSKW	[kg]	346,83	
EmisAgrSKWa	[kg/a]	129,51	
Summe von VerbrauchBlock	[l/a]	190.119,35	
EmisAgrSKWDiesel	[kg/a]	8.434,52	
EmisAgrSKWDieselDirekt	[kg/a]	7.972,53	
EmisAgrSKWGesJahr	[kg/a]	8.564,03	
EmisAgrSKWGesTon	[kg/t]	9,52E-03	
EmisAgrSKWGesTonDirekt	[kg/t]	8,86E-03	
Emission 20Jahre	[kg]	171.280,62	
Emission 20JahreDirekt	[kg]	159.450,61	93%

Anlage 27.19 Gasförmige Emissionen beim Vorberechnen, HYHA-9

Aggregierte Emissionen Prozess		CO ₂ -, SO ₂ - und TOPP- Äquivalent Vorberechnen	
Modell		HYHA A-9	HYHA B-9
EmissionAgr		CO ₂ -Äquivalent	CO ₂ -Äquivalent
Gewicht	[kg]	186.450,00	186.450,00
EmisAgrBrecher	[kg]	288.997,50	288.997,50
EmisAgrBrecherspez	[kg/h]	8,52	8,52
EmisAgrBrechera	[kg/a]	14.449,88	14.449,88
E-Energieverbrauch	[kWh/a]	681.792,00	885.312,00
EmisAgrBrecherEEnergie	[kg/a]	436.892,31	567.307,93
EmisAgrBrecherGesJahr	[kg/a]	451.342,19	581.757,80
EmisAgrBrecherGesTon	[kg/t]	5,02E-01	6,46E-01
Emis20Jahre	[kg]	9.026.843,80	11.635.156,00
Emis20JahreDirekt	[kg]	0,00	0,00
Modell		HYHA A-9	HYHA B-9
EmissionAgr		SO ₂ -Äquivalent	SO ₂ -Äquivalent
Gewicht	[kg]	186.450,00	186.450,00
EmisAgrBrecher	[kg]	935,98	935,98
EmisAgrBrecherspez	[kg/h]	0,03	0,03
EmisAgrBrechera	[kg/a]	46,80	46,80
E-Energieverbrauch	[kWh/a]	681.792,00	885.312,00
EmisAgrBrecherEEnergie	[kg/a]	596,43	774,47
EmisAgrBrecherGesJahr	[kg/a]	643,23	821,27
EmisAgrBrecherGesTon	[kg/t]	7,15E-04	9,13E-04
Emis20Jahre	[kg]	12.864,60	16.425,40
Emis20JahreDirekt	[kg]	0,00	0,00
Modell		HYHA A-9	HYHA B-9
EmissionAgr		TOPP-Äquivalent	TOPP-Äquivalent
Gewicht	[kg]	186.450,00	186.450,00
EmisAgrBrecher	[kg]	1.320,07	1.320,07
EmisAgrBrecherspez	[kg/h]	0,04	0,04
EmisAgrBrechera	[kg/a]	66,00	66,00
E-Energieverbrauch	[kWh/a]	681.792,00	885.312,00
EmisAgrBrecherEEnergie	[kg/a]	598,89	777,66
EmisAgrBrecherGesJahr	[kg/a]	664,89	843,66
EmisAgrBrecherGesTon	[kg/t]	7,39E-04	9,37E-04
Emis20Jahre	[kg]	13.297,80	16.873,20
Emis20JahreDirekt	[kg]	0,00	0,00

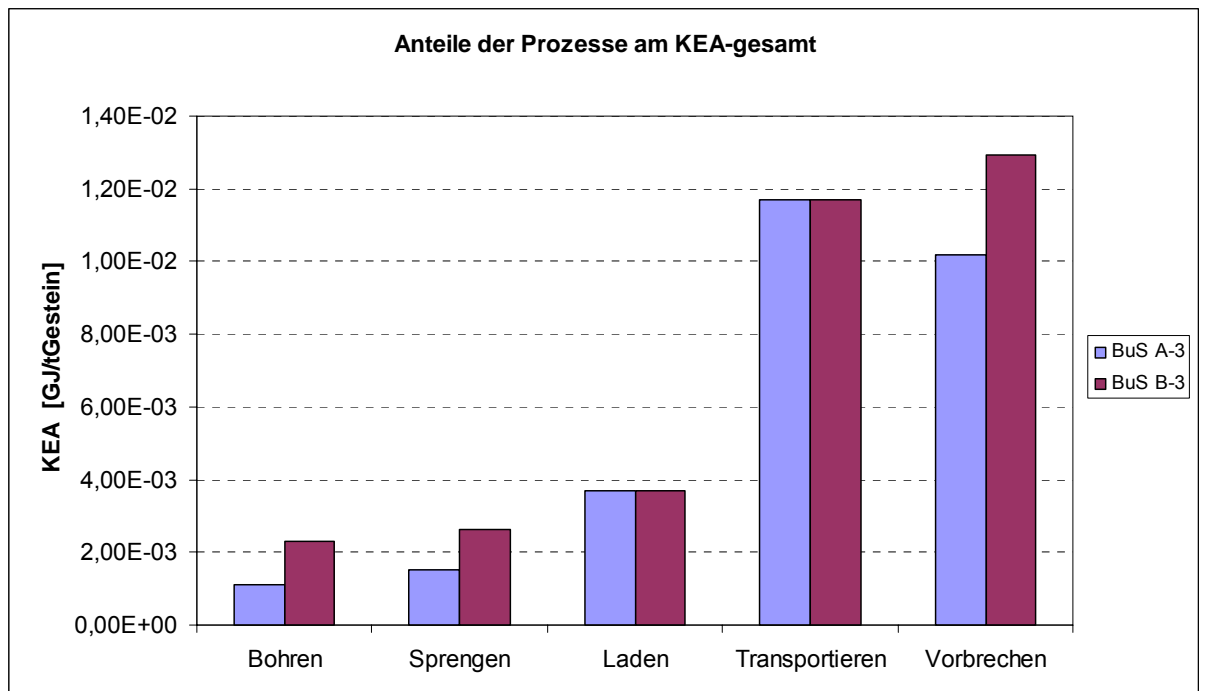
Anlage 28 Kumulierter Energieaufwand

Anlage 28.1 Daten zur Berechnung des KEAs

KEA	KEA-andere
chem-org-gummiKEAGesamt [TJ/kg]	2,53E-06
chem-org-hdpeKEAGesamt [TJ/kg]	3,07E-07
metall-stahl-d-mixKEAGesamt [TJ/kg]	2,90E-06
Motor-Diesel-LandwirtschaftKEAGesamt [TJ/TJ]	9,57E-04
sprengen-anfoKEAGesamt [TJ/kg]	1,64E-07
Tankstelle-DieselKEAGesamt [TJ/TJ]	9,85E-04
Netz-el-d-Verteilung-nsKEAGesamt [TJ/TJ]	2,74E-01
KEA	KEA-erneuerbar
chem-org-gummiKEAGesamt [TJ/kg]	6,43E-07
chem-org-hdpeKEAGesamt [TJ/kg]	8,08E-08
metall-stahl-d-mixKEAGesamt [TJ/kg]	1,01E-07
Motor-Diesel-LandwirtschaftKEAGesamt [TJ/TJ]	7,50E-04
sprengen-anfoKEAGesamt [TJ/kg]	3,75E-07
Tankstelle-DieselKEAGesamt [TJ/TJ]	7,57E-04
Netz-el-d-Verteilung-nsKEAGesamt [TJ/TJ]	6,85E-02
KEA	KEA-nichterneuerbar
chem-org-gummiKEAGesamt [TJ/kg]	9,28E-05
chem-org-hdpeKEAGesamt [TJ/kg]	7,76E-05
metall-stahl-d-mixKEAGesamt [TJ/kg]	1,69E-05
Motor-Diesel-LandwirtschaftKEAGesamt [TJ/TJ]	1,16E+00
sprengen-anfoKEAGesamt [TJ/kg]	1,75E-05
Tankstelle-DieselKEAGesamt [TJ/TJ]	1,16E+00
Netz-el-d-Verteilung-nsKEAGesamt [TJ/TJ]	2,65E+00
KEA	KEA-Summe
chem-org-gummiKEAGesamt [TJ/kg]	9,60E-05
chem-org-hdpeKEAGesamt [TJ/kg]	7,80E-05
metall-stahl-d-mixKEAGesamt [TJ/kg]	1,99E-05
Motor-Diesel-LandwirtschaftKEAGesamt [TJ/TJ]	1,16E+00
sprengen-anfoKEAGesamt [TJ/kg]	1,80E-05
Tankstelle-DieselKEAGesamt [TJ/TJ]	1,16E+00
Netz-el-d-Verteilung-nsKEAGesamt [TJ/TJ]	2,99E+00

Anlage 28.2 KEA der Modelle BuS-3

KEA		BuS A-3	BuS B-3	BuS A-3	BuS B-3
Bohren	[GJ/t]	1,10E-03	2,28E-03	4%	7%
Sprengen	[GJ/t]	1,54E-03	2,63E-03	5%	8%
Laden	[GJ/t]	3,70E-03	3,70E-03	13%	11%
Transportieren	[GJ/t]	1,17E-02	1,17E-02	41%	35%
Vorbrechen	[GJ/t]	1,02E-02	1,29E-02	36%	39%
Summe	[GJ/t]	2,82E-02	3,32E-02	100%	100%



Anlage 28.3 KEA der Modelle HYHA-3

Vergleich des Kumulierten Energieaufwandes zwischen Gestein A-3 und B-3
Abbausystem: Haudraulikhammer

Prozess:		Lösen		
KEA		HYHA A-3	HYHA B-3	Diff. [%]
Anteil Stahl HYBA	[kg]	67.900,00	67.900,00	
KunststoffHYBA	[kg]	2.100,00	2.100,00	
KEAStahlHYBA	[GJ]	1.351,28	1.351,28	
KEAKunststoffHYBA	[GJ]	163,77	163,77	
AnteilStahlHYHA	[kg]	6.790,00	6.790,00	
KunststoffHYHA	[kg]	210,00	210,00	
KEAStahlHYHA	[GJ]	135,13	135,13	
KEAKunststoffHYHA	[GJ]	16,38	16,38	
KEAHYBA	[GJ]	1515,05	1515,05	
KEAHYHA	[GJ]	151,51	151,51	
KEAHYBAa	[GJ/a]	170,17	291,25	71%
KEAHYHAa	[GJ/a]	36,46	62,41	71%
KEAHYBADiesel	[GJ/a]	4.549,41	7.786,49	71%
KEAHYBAGesJahr	[GJ/a]	4.756,04	8.140,15	71%
KEAHYBAGesTon	[GJ/t]	1,59E-02	2,71E-02	70%
KEAHYBA Summe	[GJ]	95.120,84	162.802,93	71%
KEA		Laden		
		HYHA A-3	HYHA B-3	Diff. [%]
AnteilStahlLader	[kg]	27.784,00	27.784,00	
AnteilReifenLader	[kg]	2.000,00	2.000,00	
KunststoffLader	[kg]	416,00	416,00	
KEAStahlbauLader	[GJ]	552,93	552,93	
KEAReifenLader	[GJ]	191,95	191,95	
KEAKunststoffLader	[GJ]	32,44	32,44	
KEALader	[GJ]	777,32	777,32	
KEALadera	[GJ/a]	73,96	73,96	
KEALaderDiesela	[GJ/a]	1106,78	1106,78	
KEALaderGesJahr	[GJ/a]	1.180,75	1.180,75	
KEALaderGesTon	[GJ/t]	3,94E-03	3,94E-03	
KEAGes 20Jahre	[GJ]	23.614,90	23.614,90	
KEA		Transportieren		
		HYHA A-3	HYHA B-3	Diff. [%]
KEASKWa	[GJ/a]	212,55	212,55	
KEASKWDiesela	[GJ/a]	3.216,16	3.216,16	
KEASKWGesJahr	[GJ/a]	3.428,71	3.428,71	
KEASKWGesTon	[GJ/t]	1,14E-02	1,14E-02	
KEAGes 20Jahre	[GJ]	68.574,23	68.574,23	
KEA		Vorbereiten		
		HYHA A-3	HYHA B-3	Diff. [%]
Gewicht	[kg]	88.600,00	99600,00	12%
KEABrecher	[GJ]	1.763,23	1982,14	12%
KEABrechera	[GJ/a]	88,16	99,11	12%
KEABrecherEEnergiea	[GJ/a]	2.881,19	3645,86	27%
KEABrecherGesJahr	[GJ/a]	2.969,35	3744,97	26%
KEABrecherGesTon	[GJ/t]	9,90E-03	1,25E-02	26%
KEAGes 20Jahre	[GJ]	59.386,97	74899,42	26%
KEA		Summe		
		HYHA A-3	HYHA B-3	Diff. [%]
Summe KEAGesTon	[GJ/t]	4,12E-02	5,50E-02	33%
Summe KEAGes20 Jahre	[GJ]	246.696,94	329.891,48	34%

Anlage 28.4 KEA der Modelle BuS-9

Vergleich des Kumulierten Energieaufwandes zwischen Gestein A-9 und B-9

Abbausystem:		Bohren und Sprengen			
Prozess:		Bohren			
KEA		Gestein A-9	Gestein B-9	Diff. [%]	
AnteilStahlBohrgerät	[kg]	16.490,00	15.229,00	-8%	
KunststoffBohrgerät	[kg]	510,00	471,00	-8%	
KEAStahlBohrgerät	[GJ]	328,17	303,07	-8%	
KEAKunststoffBohrgerät	[GJ]	39,77	36,73	-8%	
KEABohrgerät	[GJ]	367,94	339,80	-8%	
KEABohrgeräte	[GJ/a]	18,40	16,99	-8%	
KEABohrgerätDiesela	[GJ/a]	675,05	1.553,79	130%	
KEABohrgerätGesJahr	[GJ/a]	693,44	1570,78	127%	
KEABohrGesTon	[GJ/t]	7,71E-04	1,75E-03	127%	
KEAGes 20Jahre	[GJ]	13.868,80	31.415,60	127%	
		Sprengen			
KEA		Gestein A-9	Gestein B-9	Diff. [%]	
MasseSprengstoffJahr	[kg]	79.730,94	131.053,51	64%	
KEASprengenJahr	[GJ/a]	1438,27	2364,07	64%	
KEASprengenTon	[GJ/t]	1,60E-03	2,63E-03	64%	
KEAGes 20Jahre	[GJ]	28.765,40	47.281,40	64%	
		Laden			
KEA		Gestein A-9	Gestein B-9	Diff. [%]	
AnteilStahlLader	[kg]	46.082,80	46.082,80		
AnteilReifenLader	[kg]	2.400,00	2.400,00		
KunststoffeLader	[kg]	1.607,20	1.607,20		
KEAStahlbauLader	[GJ]	917,09	917,09		
KEAReifenLader	[GJ]	230,34	230,34		
KEAKunststoffLader	[GJ]	125,34	125,34		
KEALader	[GJ]	1.272,77	1.272,77		
KEALadere	[GJ/a]	263,61	263,61		
KEALaderDiesela	[GJ/a]	3839,22	3839,22		
KEALaderGesJahr	[GJ/a]	4.102,83	4.102,83		
KEALaderGesTon	[GJ/t]	4,56E-03	4,56E-03		
KEAGes 20Jahre	[GJ]	82.056,62	82.056,62		
		Transportieren			
KEA		Gestein A-9	Gestein B-9	Diff. [%]	
KEASKWa	[GJ/a]	511,69	511,69		
KEASKWDiesela	[GJ/a]	7.705,65	7.705,65		
KEASKWGesJahr	[GJ/a]	8.217,35	8.217,35		
KEASKWGesTon	[GJ/t]	9,13E-03	9,13E-03		
KEAGes 20Jahre	[GJ]	164.346,90	164.346,90		
		Vorbrechen			
KEA		Gestein A-9	Gestein B-9	Diff. [%]	
Gewicht	[kg]	186.450,00	186450,00		
KEABrecher	[GJ]	3.710,54	3710,54		
KEABrechera	[GJ/a]	185,53	185,53		
KEABrecherEEnergiea	[GJ/a]	7.344,95	9537,47	30%	
KEABrecherGesJahr	[GJ/a]	7.530,47	9722,99	29%	
KEABrecherGesTon	[GJ/t]	8,37E-03	1,08E-02	29%	
KEAGes 20Jahre	[GJ]	150.609,40	194459,80	29%	
		Summe			
Summe KEAGesTon	[GJ/t]	2,44E-02	2,89E-02	18%	
Summe KEAGes20Jahre	[GJ]	439.647,12	519.560,32	18%	

Anlage 28.5 KEA der Modelle HYHA-9

Vergleich des Kumulierten Energieaufwandes zwischen Gestein A-9 und B-9

Abbausystem:		Haudraulikhammer		
Prozess:		Lösen		
KEA		HYHA A-9	HYHA B-9	Diff. A-B [%]
Anteil Stahl HYBA	[kg]	67.900,00	67.900,00	
KunststoffHYBA	[kg]	2.100,00	2.100,00	
KEAStahlHYBA	[GJ]	1.351,28	1.351,28	
KEAKunststoffHYBA	[GJ]	163,77	163,77	
AnteilStahlHYHA	[kg]	6.790,00	6.790,00	
KunststoffHYHA	[kg]	210,00	210,00	
KEAStahlHYHA	[GJ]	135,13	135,13	
KEAKunststoffHYHA	[GJ]	16,38	16,38	
KEAHYBA	[GJ]	1.515,05	1,52E+03	
KEAHYHA	[GJ]	151,51	151,51	
KEAHYBAa	[GJ/a]	510,65	874,00	71%
KEAHYHAa	[GJ/a]	109,42	187,28	71%
KEAHYBADiesel	[GJ/a]	13.652,15	23.366,17	71%
KEAHYBAGesJahr	[GJ/a]	14.272,22	24.427,45	71%
KEAHYBAGesTon	[GJ/t]	1,59E-02	2,71E-02	70%
KEAHYBA Summe	[GJ]	285.444,38	488.549,04	71%
KEA		Laden		
		HYHA A-9	HYHA B-9	Diff. [%]
AnteilStahlLader	[kg]	46.082,80	46.082,80	
AnteilReifenLader	[kg]	2.400,00	2.400,00	
KunststoffeLader	[kg]	1.607,20	1.607,20	
KEAStahlbauLader	[GJ]	917,09	917,09	
KEAReifenLader	[GJ]	230,34	230,34	
KEAKunststoffLader	[GJ]	125,34	125,34	
KEALader	[GJ]	1.272,77	1.272,77	
KEALadera	[GJ/a]	263,61	263,61	
KEALaderDiesela	[GJ/a]	3943,54	3943,54	
KEALaderGesJahr	[GJ/a]	4.207,15	4.207,15	
KEALaderGesTon	[GJ/t]	4,67E-03	4,67E-03	
KEAGes 20Jahre	[GJ]	84.142,90	84.142,90	
KEA		Transportieren		
		HYHA A-9	HYHA B-9	Diff. [%]
KEASKWa	[GJ/a]	517,05	517,05	
KEASKWDiesela	[GJ/a]	7.667,01	7.667,01	
KEASKWGesJahr	[GJ/a]	8.184,06	8.184,06	
KEASKWGesTon	[GJ/t]	9,10E-03	9,10E-03	
KEAGes 20Jahre	[GJ]	163.681,14	163.681,14	
KEA		Vorbrechen		
		HYHA A-9	HYHA B-9	Diff. [%]
Gewicht	[kg]	186.450,00	186450,00	0%
KEABrecher	[GJ]	3.710,54	3710,54	0%
KEABrechera	[GJ/a]	185,53	185,53	0%
KEABrecherEnergiea	[GJ/a]	7.344,95	9537,47	30%
KEABrecherGesJahr	[GJ/a]	7.530,47	9722,99	29%
KEABrecherGesTon	[GJ/t]	8,37E-03	1,08E-02	29%
KEAGes 20Jahre	[GJ]	150.609,40	194459,80	29%
Summe				
Summe KEAGesTon	[GJ/t]	3,80E-02	5,17E-02	36%
Summe KEAGes20Jahre	[GJ]	683.877,82	930.832,88	36%

Anlage 29 Flächeninanspruchnahme

Anlage 29.1 Flächeninanspruchnahme, Modelle BuS-3

Modell BuS-3
 Jahresförderleistung 300000

t	A _{tges}	A _{tneu}	m _t	m _{tges}	A _{tges} /m _{tges}
Jahr	Fläche	jährlicher Flächenzuwachs	Fördermasse	kum. Fördermasse	
	[m ²]	[m ²]	[t]	[t]	[m ² /t]
1	10527,75	10527,75	300000	300000	0,0350925
2	19136,27	8608,52	300000	600000	0,031893783
3	23163,03	4026,76	300000	900000	0,0257367
4	28236,1	5073,07	300000	1200000	0,023530083
5	31620,65	3384,55	300000	1500000	0,021080433
6	36976,04	5355,39	300000	1800000	0,020542244
7	40331,36	3355,32	300000	2100000	0,01920541
8	45722,79	5391,43	300000	2400000	0,019051163
9	45722,79	0	300000	2700000	0,016934367
10	45722,79	0	300000	3000000	0,01524093
11	51806,99	6084,2	300000	3300000	0,015699088
12	51806,99	0	300000	3600000	0,014390831
13	51806,99	0	300000	3900000	0,013283844
14	56235,77	4428,78	300000	4200000	0,013389469
15	56235,77	0	300000	4500000	0,012496838
16	56235,77	0	300000	4800000	0,011715785
17	56235,77	0	300000	5100000	0,011026622
18	56235,77	0	300000	5400000	0,010414031
19	56235,77	0	300000	5700000	0,009865925
20	56235,77	0	300000	6000000	0,009372628

FI_{tges, spez} [m²/t] 0,0175

$$FI_{t, ges, spez} = \frac{\sum_{t=1}^n \frac{A_{t, ges}}{m_{t, ges}}}{n}$$

Anlage 29.2 Flächeninanspruchnahme, Modelle HYHA-3

Modell HYHA-3

Jahresförderleistung

300000

t	A _{tges}	A _{tneu}	m _t	m _{tges}	A _{tges} /m _{tges}
Jahr	Fläche	jährlicher Flächenzuwachs	Fördermasse	kum. Fördermasse	
	[m ²]	[m ²]	[t]	[t]	[m ² /t]
1	13163,75	13163,75	300000	300000	0,04387917
2	21810,37	8646,62	300000	600000	0,03635062
3	26180,36	4369,99	300000	900000	0,02908929
4	30550,08	4369,72	300000	1200000	0,0254584
5	34919,81	4369,73	300000	1500000	0,02327987
6	40022,71	5102,9	300000	1800000	0,02223484
7	40022,71	0	300000	2100000	0,01905843
8	43756,79	3734,08	300000	2400000	0,018232
9	43756,79	0	300000	2700000	0,01620622
10	48955,13	5198,34	300000	3000000	0,01631838
11	50939,65	1984,52	300000	3300000	0,01543626
12	57268,7	6329,05	300000	3600000	0,01590797
13	57268,7	0	300000	3900000	0,01468428
14	57268,7	0	300000	4200000	0,0136354
15	57268,7	0	300000	4500000	0,01272638
16	57268,7	0	300000	4800000	0,01193098
17	57268,7	0	300000	5100000	0,01122916
18	57268,7	0	300000	5400000	0,01060531
19	57268,7	0	300000	5700000	0,01004714
20	57268,7	0	300000	6000000	0,00954478

F_{tges, spez} [m²/t]

0,0188

Anlage 29.3 Flächeninanspruchnahme, Modelle BuS-9

Modell BuS-9
 Jahresförderleistung 900000

t	A _{tges}	A _{tneu}	m _t	m _{tges}	A _{tges} /m _{tges}
Jahr	Fläche	jährlicher Flächenzuwa	Fördermasse	kum. Fördermasse	
	[m ²]	[m ²]	[t]	[t]	[m ² /t]
1	26143,35	26143,35	900000	900000	0,02904817
2	49720,53	23577,18	900000	1800000	0,02762252
3	55705,44	5984,91	900000	2700000	0,02063164
4	68821,1	13115,66	900000	3600000	0,01911697
5	68821,1	0	900000	4500000	0,01529358
6	82099,44	13278,34	900000	5400000	0,0152036
7	82099,44	0	900000	6300000	0,01303166
8	92947,85	10848,41	900000	7200000	0,01290942
9	92947,85	0	900000	8100000	0,01147504
10	104791,45	11843,6	900000	9000000	0,01164349
11	104791,45	0	900000	9900000	0,01058499
12	116744,2	11952,75	900000	10800000	0,01080965
13	123165,98	6421,78	900000	11700000	0,01052701
14	128771,09	5605,11	900000	12600000	0,01021993
15	142399,16	13628,07	900000	13500000	0,01054809
16	144996,75	2597,59	900000	14400000	0,01006922
17	144996,75	0	900000	15300000	0,00947691
18	144996,75	0	900000	16200000	0,00895042
19	144996,75	0	900000	17100000	0,00847934
20	144996,75	0	900000	18000000	0,00805538

F_{tges, spez} [m²/t] 0,0137

Anlage 29.4 Flächeninanspruchnahme, Modelle HYHA-9

Modell HYHA-9
 Jahresförderleistung [t/a] 900000

t	A _{tges}	A _{tneu}	m _t	m _{tges}	A _{tges} /m _{tges}
Jahr	Fläche	jährlicher Flächenzuwachs	Fördermasse	kum. Fördermasse	
	[m ²]	[m ²]	[t]	[t]	[m ² /t]
1	29874,85	29874,85	900000	900000	0,03319428
2	55319,27	25444,42	900000	1800000	0,03073293
3	75336,2	20016,93	900000	2700000	0,0279023
4	75336,2	0	900000	3600000	0,02092672
5	77871,59	2535,39	900000	4500000	0,0173048
6	84722,11	6850,52	900000	5400000	0,01568928
7	98427,55	13705,44	900000	6300000	0,01562342
8	98427,55	0	900000	7200000	0,01367049
9	104244,44	5816,89	900000	8100000	0,01286968
10	112809,55	8565,11	900000	9000000	0,01253439
11	112809,55	0	900000	9900000	0,0113949
12	130173,57	17364,02	900000	10800000	0,01205311
13	130173,57	0	900000	11700000	0,01112595
14	142291,31	12117,74	900000	12600000	0,01129296
15	146714,22	4422,91	900000	13500000	0,01086772
16	146714,22	0	900000	14400000	0,01018849
17	146714,22	0	900000	15300000	0,00958916
18	146714,22	0	900000	16200000	0,00905643
19	146714,22	0	900000	17100000	0,00857978
20	146714,22	0	900000	18000000	0,00815079

F_{I,tges,spez} [m²/t] 0,0151

Anlage 30 Ergebnisse der vergleichenden Bewertung

Kriterium	Wichtung TGB-nah	Wichtung TGB-fern	Modelle								
			BuS A-9	BuS B-9	BuS A-3	BuS B-3	HYHA A-9	HYHA A-3	HYHA B-9	HYHA B-3	
CO2-Äquivalent			1,81	2,16	2,06	2,46	2,76	2,98	3,78	4,02	
CO2-Skalierungswert	1	1	100	84	88	74	66	61	48	45	
SO2-Äquivalent			1,18E-02	1,34E-02	1,34E-02	1,52E-02	2,15E-02	2,28E-02	2,97E-02	3,11E-02	
SO2-Skalierungswert	1	1	100	88	88	78	55	52	40	38	
KEA			2,44E-02	2,89E-02	2,82E-02	3,32E-02	3,80E-02	4,10E-02	5,17E-02	5,48E-02	
KEA -Skalierungswert	1	1	100	85	87	73	64	60	47	45	
Staub			359,05	359,91	386,45	387,01	359,88	387,69	360,92	388,74	
Staub-Skalierungswert	1	0,5	100	100	93	93	100	93	99	92	
Erschütterung-Skalierungswert	1	0	40	40	40	40	100	100	100	100,00	
Schallpegel			57,51	58,65	59,46	60,81	64,27	62,91	66,91	65,54	
Differenz			0,00	1,14	1,94	3,30	6,75	5,39	9,40	8,03	
Bezug Mensch			1,00	1,08	1,15	1,26	1,60	1,46	1,93	1,75	
Bewertung Bezug Mensch Skalierungswert	1	0	100	92	87	79	62	69	52	57	
Fläche (Flges.n)			136,85	136,85	174,98	174,98	151,37	187,93	151,37	187,93	
Fläche-Skalierungswert	1	0	100	100	78	78	90	73	90	73	
Umweltverträglichkeitswert	TGB-nah		640	589	561	515	537	506	477	450	
Umweltverträglichkeitswert		TGB-fern	350	306	309	271	235	218	185	174	
FMK			2,00	2,21	2,53	2,84	3,32	3,67	4,55	4,88	
FMK-Skalierungswert			100	90	79	70	60	54	44	41	

Skalierungswerte, Betrachtungsfall TGB-nah

Modell	CO2	SO2	KEA	Staub	Erschütterung	Schallpegel	Fläche	UVWnah
BuS A-9	100	100	100	100	40	100	100	640
BuS B-9	84	88	85	100	40	92	100	589
BuS A-3	88	88	87	93	40	87	78	561
BuS B-3	74	78	73	93	40	79	78	515
HYHA A-9	66	55	64	100	100	62	90	537
HYHA A-3	61	52	60	93	100	69	73	506
HYHA B-9	48	40	47	99	100	52	90	477
HYHA B-3	45	38	45	92	100	57	73	450

Anteile der Skalierungswerte am Umweltverträglichkeitswert, TGB-nah

Modell	CO2	SO2	KEA	Staub	Erschütterung	Schallpegel	Fläche	UVWnah
BuS A-9	16%	16%	16%	16%	6%	16%	16%	100%
BuS B-9	14%	15%	14%	17%	7%	16%	17%	100%
BuS A-3	16%	16%	15%	17%	7%	16%	14%	100%
BuS B-3	14%	15%	14%	18%	8%	15%	15%	100%
HYHA A-9	12%	10%	12%	19%	19%	12%	17%	100%
HYHA A-3	12%	10%	12%	18%	20%	14%	14%	100%
HYHA B-9	10%	8%	10%	21%	21%	11%	19%	100%
HYHA B-3	10%	8%	10%	21%	22%	13%	16%	100%

Skalierungswerte, Betrachtungsfall TGB-fern

Modell	CO2	SO2	KEA	Staub	UVWfern
BuS A-9	100	100	100	50	350
BuS B-9	84	88	85	50	306
BuS A-3	88	88	87	46	309
BuS B-3	74	78	73	46	271
HYHA A-9	66	55	64	50	235
HYHA A-3	61	52	60	46	218
HYHA B-9	48	40	47	50	185
HYHA B-3	45	38	45	46	174

Anteile der Skalierungswerte am Umweltverträglichkeitswert, TGB-fern

Modell	CO2	SO2	KEA	Staub	UVWfern
BuS A-9	29%	29%	29%	14%	100%
BuS B-9	27%	29%	28%	16%	100%
BuS A-3	28%	28%	28%	15%	100%
BuS B-3	27%	29%	27%	17%	100%
HYHA A-9	28%	23%	27%	21%	100%
HYHA A-3	28%	24%	27%	21%	100%
HYHA B-9	26%	22%	26%	27%	100%
HYHA B-3	26%	22%	26%	27%	100%

