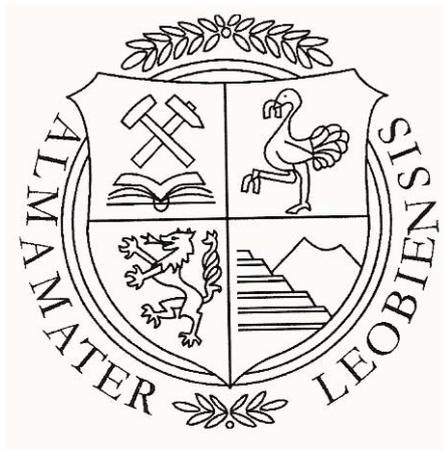


DIPLOMARBEIT

zum Erwerb des akademischen Grades eines
Diplom-Ingenieurs der Studienrichtung

BERGWESEN



eingereicht an der Montanuniversität Leoben

Department Mineral Resources and Petroleum Engineering

Lehrstuhl für Bergbaukunde, Bergtechnik und Bergwirtschaft

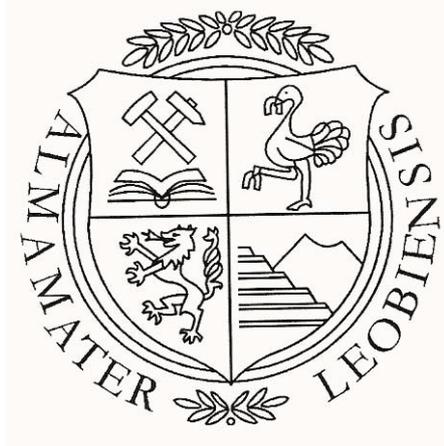
von

cand. ing. Thomas Holliber

Leoben, Jänner 2007

Master Thesis

Mining Engineering



University of Leoben, Austria

Department Mineral Resources and Petroleum Engineering

**Examination of Various Mining Strategies
with Main Emphasis on Quality Control
in the Open Pit Dolerite Mine Saalfelden, Austria**

By

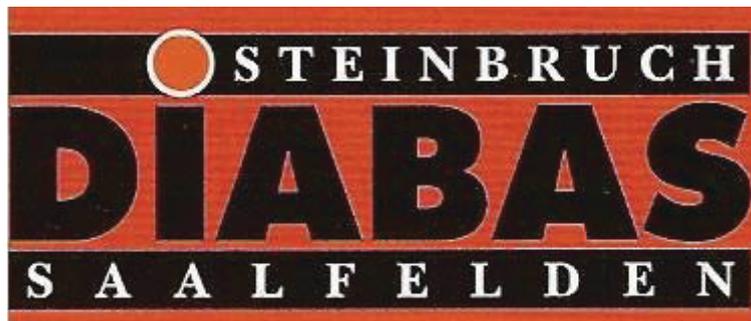
Thomas Holliber

Leoben, January 2007

THEMA DER DIPLOMARBEIT

**Untersuchungen zur Abbauführung mit Schwerpunkt
Qualitätssteuerung des Abbaufeldes TB 21
der Diabas Saalfelden GmbH**

in Kooperation mit den Diabaswerken Saalfelden GmbH



Bearbeitungszeitraum von Mai 2006 bis Jänner 2007

Eidesstattliche Erklärung

Hiermit versichere ich eidesstattlich, dass ich die vorliegende Diplomarbeit selbstständig verfasst, andere als die angegebenen Informationen und Quellen nicht benutzt und die den benutzten Quellen wörtlich oder inhaltlich entnommenen Stellen als solche kenntlich gemacht habe.

Thomas Holliber

Ich widme diese Arbeit meinen Eltern

Danksagungen

Der Verfasser bedankt sich bei den Diabaswerken Saalfelden GmbH, insbesondere bei Herrn Geschäftsführer Ing. Josef Schild und Herrn Ing. Rudolf Heugenhauser für die fachliche Unterstützung und den Auftrag für diese Diplomarbeit, weiters bei Herrn Dipl.-Geol. Dr. Gerald Anthes für die Unterstützung in geologischen Fragestellungen.

Die gesamte Thematik war für mich äußerst interessant und lehrreich.

Seitens der Montanuniversität Leoben und dem Institut für Bergbaukunde bedanke ich mich bei Herrn As.Prof. Dipl.-Ing. Dr.mont. Thomas Oberndorfer für die fachliche Unterstützung bei der vorliegenden Arbeit.

Ein Dank gilt auch dem Unternehmen MineIT für die zur Verfügung Stellung der Software ProMIS, ohne die viele Berechnungen und Auswertungen nicht möglich gewesen wären.

Inhaltsverzeichnis

1	ZUSAMMENFASSUNG	11
2	EINLEITUNG	13
2.1	VERWENDETE DATEN UND SOFTWARE.....	13
2.2	KURZBESCHREIBUNG PROJEKT TB 21 UND DAS ABBAUVERFAHREN LAUT GEWINNUNGSBETRIEBSPLAN	14
2.3	GENÜBERSTELLUNG DER ABBAUPHASEN.....	15
3	CHARAKTERISIERUNG DER LAGERSTÄTTE HINSICHTLICH PRODUKTPOTENTIAL....	16
3.1	UNTERSUCHUNGSPROGRAMM ABBAUFELD SCHÖNANGERL.....	16
3.2	DEFINITION DER QUALITÄTEN.....	19
3.3	UNTERSUCHUNGEN ABBAUBEREICH TB21 SCHÖNANGERL HINSICHTLICH PRODUKTPOTENTIAL.....	27
3.3.1	<i>3D Darstellungen der vorliegenden Qualitäten in den Prospektionsbohrungen, Betrachtung über Ansatz L-Qges</i>	<i>32</i>
3.4	UNTERSUCHUNGEN DER ABBAUPHASE 1 HINSICHTLICH PRODUKTPOTENTIAL	34
3.5	UNTERSUCHUNGEN DER ABBAUPHASE 2 HINSICHTLICH PRODUKTPOTENTIAL	36
3.6	UNTERSUCHUNGEN DER ABBAUPHASE 3 HINSICHTLICH PRODUKTPOTENTIAL	37
3.7	GENÜBERSTELLUNG ABBAUGEBIET TB21 – ABBAUPHASEN 1-3	39
3.8	EINFLUSS DER ETAGENHÖHE AUF DIE QUALITÄTSVERTEILUNG	41
3.9	BEREICHE MIT MÖGLICHKEIT EINER SELEKTIVER GEWINNUNG	43
3.9.1	<i>Möglichkeiten selektiver Gewinnung in Vermischungsbereichen.....</i>	<i>43</i>
3.10	HORIZONTALE UND VERTIKALE KONTINUITÄT.....	44
3.11	MÖGLICHKEITEN DER ERSTELLUNG EINES LAGERSTÄTTENMODELLS:	50
3.12	VORSCHLÄGE FÜR WEITERFÜHRENDE UNTERSUCHUNGEN UND BEGLEITENDE MAßNAHMEN.....	51
4	VORGEHENSWEISE BEI DER QUALITÄTSANSPRACHE UND QUALITÄTSSTEUERUNG / MISCHUNG.....	52
5	AUFBEREITUNG	55
6	NEUEINTEILUNG DER ABBAUPHASEN	57
7	BERGBAUANLAGE STURZSCHACHT.....	61
7.1	ALLGEMEINES	61
7.1.1	<i>Das Fließverhalten von Schüttgütern:.....</i>	<i>62</i>
7.1.2	<i>Theoretische Grundlagen der Gravity Flow (Gravitationsfluss-) Theorie</i>	<i>66</i>
7.2	DISKUSSION DER STURZSCHACHTDIMENSIONIERUNG IM ABBAUFELD SCHÖNANGERL	76
7.3	UNTERSUCHUNGEN ZUR WIRTSCHAFTLICHKEIT.....	82
7.4	OPTIMALE SCHACHTPOSITION UND ANZAHL NOTWENDIGER SCHÄCHTE	85

8	TAGEBAUZUSCHNITT UND DIE WESENTLICHEN EINFLUSSGRÖßEN	91
8.1	GEBIRGSBEHERRSCHUNG:	92
8.2	GENERALNEIGUNG:	93
8.3	BRUCHWANDNEIGUNG:	94
8.4	ETAGENHÖHE:	94
8.4.1	<i>Einfluss der Etagenhöhe auf die Gewinnungskosten</i>	94
8.4.1.1	Bohrkosten	95
8.4.1.2	Sprengkosten.....	97
8.4.1.3	Berechnung Bohr- und Sprengkosten bei 10m Etagenhöhe	97
8.5	ETAGENBREITE.....	104
8.6	ANZAHL DER GLEICHZEITIG IM VERHIEB STEHENDEN ETAGEN	107
9	FÖRDERTECHNIK	109
9.1	EINFLUSS ETAGENHÖHE AUF FÖRDERKOSTEN	113
9.2	SYSTEM: MOBILER BRECHER – FÖRDERBAND	114
9.3	WIRTSCHAFTLICHKEITSBETRACHTUNG VERSCHIEDENER FÖRDERVARIANTEN.....	116
9.4	ZUSAMMENFASSUNG – OPTIMALE FÖRDERVARIANTEN	135
10	VORGEHENSWEISE STARTPHASE.....	137
11	BEURTEILUNG DER LAGER.....	144
12	SCHLUSSBEMERKUNGEN	145

Abbildungsverzeichnis

Abbildung 2-1: Gegenüberstellung der Abbauphasen.....	15
Abbildung 3-1: Orthofoto Abbaufeld TB21 Schönangerl und bestehender Hinterburgbruch	17
Abbildung 3-2: Lage der Prospektionsbohrungen im Abbaubereich TB21	18
Abbildung 3-3: Qualitätsverteilung in der Lagerstätte und Vermischungen durch den Abbau	21
Abbildung 3-4: Anteil der Qualitäten Q1a-Q3 in Q (in situ); DQ; L-Qges.....	30
Abbildung 3-5: Überblick Qualitätsverteilung in den Bohrlöchern im TB21	33
Abbildung 3-6: Anteil Inhalt Qualitäten Q1a-Q3 in DQ / L-Qges	35
Abbildung 3-7: Anteil Inhalt Qualitäten Q1a-Q2 in DQ / L-Qges	36
Abbildung 3-8: Anteil Inhalt Qualitäten Q1a-Q2 in DQ / L-Qges	38
Abbildung 3-9 : Gegenüberstellung Lagerstättenqualität L-Qges im Gesamtabbaugebiet TB21 – Abbauphasen.....	40
Abbildung 3-10: Zuweisung der in-situ Lagerstättenqualität zu einer L-Qges Lagerstättenqualität von 3m Sampling-Abschnitten und weitere Zusammenfassung zu einer Abschlagsqualität A-Q bei verschiedenen Etagenhöhen	41
Abbildung 3-11 Veränderung der Qualitätsinhalte mit der Abschnittslänge.....	42
Abbildung 3-12: Selektive Gewinnung durch Mehrreihensprengung und Anpassung Abschlaggeometrie	44
Abbildung 3-13: Abschnittslängen gleicher Qualität	45
Abbildung 3-14: Qualitäten - Abschnittslängen	46
Abbildung 3-15: Qualität Abschnittslängen 65% Normalverteilungsbereich	47
Abbildung 3-16: Horizontale Kontinuität.....	48
Abbildung 3-17: Variogramm Q1a.....	49
Abbildung 3-18: Variogramm Q1a bei 10m Abschnitten.....	49
Abbildung 6-1: Verschiebung Grenze Phase 1 – Phase 2.....	57
Abbildung 6-2: Flächenentwicklung bei Verschieben der Abbaugrenzen Phase 1 – Phase 2.	59
Abbildung 7-1: Brückenbildung im Sturzschaft / Silo.....	63
Abbildung 7-2: Schachtbildung im Sturzschaft / Silo.....	63
Abbildung 7-3: Entmischung im Sturzschaft / Silo.....	63
Abbildung 7-4: Massenfluss und Kernfluss.....	64

Abbildung 7-5: Auslegungsdiagramme für Massenfluss nach Jenicke	65
Abbildung 7-6: Model Gravity Flow in einem Glasgefäß mit 45° und 60° Austragsneigung	66
Abbildung 7-7: Geschwindigkeitsverteilung in einem Extraktions- oder Auflockerungsellipsoid	68
Abbildung 7-8: Gravitationsfluss einer Extraktionsphase.	68
Abbildung 7-9: Zeitliche Entwicklung Extraktions- und Auflockerungsellipsoid	69
Abbildung 7-10: Einfluss Materialeigenschaften auf Aktivzone.....	69
Abbildung 7-11: Prinzip Gravitationsfluss	71
Abbildung 7-12: Prinzip Gravitationsflusses mit geometrischen Zusammenhängen.....	71
Abbildung 7-13: Zusammenhang zwischen Materialeigenschaften und Sturzschartneigung	78
Abbildung 7-14: Mögliche Sturzschartpositionen Phase 1	85
Abbildung 7-15: Mögliche Sturzschartposition Phase 2 / 3	85
Abbildung 8-1: Zusammenhang zwischen Dimensionierungsparameter	91
Abbildung 8-2: Trennflächengefüge im Tagebau Hinterburg der Diabas Saalfelden GmbH .	93
Abbildung 8-3: Zusammenhang zwischen Kostenveränderung durch Leistungsverminderung beim Bohren und der Etagenhöhe, für unterschiedliche Betriebsverhältnisse im Hartgestein	95
Abbildung 8-4: Zusammenhang zwischen Knäpperkosten und der Etagenhöhe für Mittelbetrieb und unterschiedliche Betriebsverhältnisse	96
Abbildung 8-5: Bohr- und Sprengkosten in Abhängigkeit von der Etagenhöhe	101
Abbildung 8-6: Hauwerksausbreitung auf der Etagensohle als Funktion des Hauwerksböschungswinkels β_H	105
Abbildung 8-7: Zusammenhang zwischen der zur Aufnahme des Hauwerks vor dem Schiessen notwendigen Etagenbreite und der Etagenhöhe für durchschnittliche Betriebsverhältnisse im Hartgestein bei Böschungswinkel $\beta_H=30^\circ$	106
Abbildung 9-1: Gewinnungskosten am Hauptbetriebspunkt.....	110
Abbildung 9-5: Definition Hauptplanum – Etage 1 und Etage 2.....	118
Abbildung 9-2: Skizze mobiler Brecher am Hauptplanum.....	119
Abbildung 9-3: Skizze Förderung von Etage 1 auf HP	120
Abbildung 9-4: Skizze Förderung von Etage 2 auf HP	121
Abbildung 9-6: Skizze System mobiler Brecher auf Etage	126
9-7: Beispiel Steilförderband Svedala Trellex Stollengurtförderer	127
Abbildung 10-1: Grundriss Startphase 1.....	137

Abbildung 10-2: Ansichten Startphase 1	138
Abbildung 10-3: Kurzübersicht Phase 1 Abbaustand 4-5 Jahre	140
Abbildung 10-4: Abbaustand nach 5 Jahren, Blickrichtung von Nord-Ost.....	141
Abbildung 10-5: Abbaustand nach 5 Jahren, Blickrichtung von Süd-West	141
Abbildung 10-6: Grundriss Phase 1	142
Abbildung 10-7: Seitenansicht von Nord-West.....	142
Abbildung 10-8: Seitenansicht von Süd-Ost.....	143

Tabellenverzeichnis

Tabelle 1 : Verkaufsqualitäten V-Q und Verwendungszweck	22
Tabelle 2: Prognostizierte Verkaufsmengen der einzelnen Qualitäten.....	22
Tabelle 3: Einteilung der Gesteine in Lagerstättenqualitäten L-Q nach den LA und PSV Werten.....	23
Tabelle 4: Definition Lagerstättenqualität L-Qges	24
Tabelle 5: Verteilung Inhaltsanteile [%] der Qualitäten Q1a-Q3 auf die dominante Qualität DQ.....	27
Tabelle 6: Verteilung Inhaltsanteile [%] der Qualitäten Q1a-Q3 auf die Lagerstättenqualität L-Qges.....	28
Tabelle 7: Verluste der Qualitäten an die jeweilige dominante Qualität in [%].....	28
Tabelle 8: Verluste der Qualitäten an die jeweilige Lagerstättenqualität L-Qges in [%].....	29
Tabelle 9: Verteilung Anteil DQ=Q1a-Q3 und L-Qges=Q1a-Q3 an Gesamtbohrlochlänge im Abbauareal Schönangerl im Vergleich zu den in situ vorkommenden Qualitätsinhalten Q ...	29
Tabelle 10: Gegenüberstellung in situ Lagerstätteninhalt – gewinnbaren Anteile bei Betrachtung L-Qges	32
Tabelle 11 : Verteilung Qualitäten Q1a-Q3 auf dominante Qualität DQ	34
Tabelle 12: Verteilung Qualitäten Q1a-Q3 auf die Gesamtqualität L-Qges.....	34
Tabelle 13: Gegenüberstellung DQ - L-Qges in Abbauphase 1	34
Tabelle 14 : Verteilung Qualitäten Q1a-Q3 auf dominante Qualität DQ	36
Tabelle 15: Verteilung Qualitäten Q1a-Q3 auf die Gesamtqualität L-Qges.....	36
Tabelle 16: Gegenüberstellung DQ - L-Qges in Abbauphase 2	36
Tabelle 17: Verteilung Qualitäten Q1a-Q3 auf dominante Qualität DQ.....	37
Tabelle 18: Verteilung Qualitäten Q1a-Q3 auf die Gesamtqualität L-Qges.....	37
Tabelle 19: Gegenüberstellung DQ - L-Qges in Abbauphase 2	37
Tabelle 20: Gegenüberstellung: Qualitätsverteilungen im Gesamtabbaugebiet – Abbauphasen – Bereich Bohrungen DM/00, DO, DN, DP, DQ bezogen auf die Lagerstättenqualität L-Qges	39
Tabelle 21: Produktionsmengen und Verluste.....	55
Tabelle 22: Verteilung der Lagerstättenqualitäten L-Qges in der „Phaseneinteilung Alt“	58
Tabelle 23: Verteilung der Lagerstättenqualitäten L-Qges in der „Phaseneinteilung Neu“	58

Tabelle 24: Verteilung der Lagerstättenqualitäten L-Qges in der „Phaseneinteilung Neu“ mit Erhöhung der Generalneigung auf 50°	58
Tabelle 25: Massen und Volumen in Abbauphase 1 und Abbauphase 2.....	59
Tabelle 26: Flächenentwicklung bei Verschieben der Abbaugrenzen Phase 1 – Phase 2.....	59
Tabelle 27: Sturzschachtdimensionen.....	77
Tabelle 28: Prognostizierte Sturzschachtlebensdauer verschiedener Unternehmen.....	80
Tabelle 29: Abschätzung Anteil Gebirgsklassen im Sturzschacht-Stollensystem.....	81
Tabelle 30: Statische Investitionsrechnung für verschiedene Sturzschachtvarianten Abbauphase 1.....	83
Tabelle 31: Statische Investitionsrechnung für verschiedene Sturzschachtvarianten Abbauphase 2/3.....	84
Tabelle 32: Beurteilung verschiedener Schachtvarianten Abbauphase 1	86
Tabelle 33: Beurteilung verschiedener Schachtvarianten Abbauphase 2 und 3.....	87
Tabelle 34: Optimale Sturzschachtvarianten im TB 21	88
Tabelle 35: Dauer Schachtaufahrung	90
Tabelle 36: Sprengkosten bei 10m Etagenhöhe.....	98
Tabelle 37: Bohr- und Sprengkosten in Abhängigkeit von der Etagenhöhe	100
Tabelle 38: Berechnung Sprengkosten bei 15m und 10m Etagenhöhe im TB21	102
Tabelle 39: Sprengschema und Sprengkosten im TB 21 bei 15m und 10m Etagenhöhe.....	103
Tabelle 40: Gegenüberstellung Volumen Bohrloch – Volumen Sprengstoff – Volumen Besatz	103
Tabelle 41: Gegenüberstellung Bohr- und Sprengkosten im TB21 bei 15m und 10m Etagenhöhe.....	104
Tabelle 42: Anteile der Lagerstättenqualitäten L-Qges= Q1a, Q1, Q2, Q3 in 10m Scheiben in den verschiedenen Abbauphasen	107
Tabelle 43: Masse und Volumen der Qualitäten in 10m Scheiben in den verschiedenen Abbauphasen.....	108
Tabelle 44: Technische Daten System mobiler Vordreher – mobile Bänder – Strossenband	109
Tabelle 45: Investitionsrechnung System Mob.Brecher Metso LT 140 mit Bänder	111
Tabelle 46: Technische Daten Hydraulikbagger.....	112
Tabelle 47: Kostenrechnung Umstellvorgang System Loko-Track und Loko-Link	115
Tabelle 48: Kostenrechnung Umstellvorgang System Loko-Track und Loko-Link	115

Tabelle 49: Gegenüberstellung Förderkombinationen bei Betriebsstellung mobiler Brecher am Hauptplanum.....	124
Tabelle 50: Technische Daten Steilförderband.....	126
Tabelle 51: Statische Investitionsrechnung Steilförderband.....	127
Tabelle 52: Umstell- und Rüstkosten.....	128
Tabelle 53: Betriebsstellung mobiler Brecher auf Etage 1	130
Tabelle 54: Betriebsstellung mobiler Brecher auf Etage 2	132
Tabelle 55: Kostenvergleich bei Aufgabe Brecher mit Radlader – Hydraulikbagger	133
Tabelle 56: Kostenvergleich: Brecheraufgabe direkt durch Radlader von Betriebspunkt 2 .	134
Tabelle 57: Zusammenfassung Optimale Fördervarianten	136
Tabelle 58: Gerätekombinationen Startphase	139
Tabelle 59: Beurteilung der Lager	144

Kurzfassung

In einem ersten Schritt werden die vorliegenden Informationen der geologischen Exploration aufgearbeitet und durchleuchtet und die Charakterisierung der Lagerstätte hinsichtlich Geologie und Produktpotential durchgeführt. Auf die Beschreibung der Unregelmäßigkeit (Variabilität) der einzelnen Klassen, sowohl in großräumiger Sicht (langfristige Abbaustrategie, Abbaubereiche) als auch im Hinblick auf die kleinräumige Situation (Qualitätssteuerung, Verdünnung bzw. Produktvermischung) wird eingegangen.

Die Qualitätsverteilungssituation bei verschiedenen Etagenhöhen und deren Auswirkung auf die Selektivität wird erörtert.

Die Möglichkeit der Erstellung eines Lagerstättenmodells wird geprüft und Aspekte der Prognosesicherheit diskutiert.

In einem zweiten Teil werden diverse Abbaustrategien in Hinblick auf ihre technische und wirtschaftliche Performance untersucht. Dabei stehen Parameter wie Ausdehnung des Abbaubereiches (Förderdistanzen), Anzahl und Höhe der Etagen und die eingesetzten Maschinen verschiedener Fördervarianten zur Diskussion. Die Auswirkungen dieser Gestaltungsparameter auf Produktivität und Wirtschaftlichkeit werden dargestellt und diskutiert.

Die erforderliche Anzahl, Position und Kosten der Sturzschächte und das Materialhandling beim Förderprozess wird untersucht.

Abschließend wird die Vorgangsweise in der Startphase erarbeitet und ein Vorschlag für die optimale Gestaltung abgegeben.

Abstract

The first part of the work deals with the examination of existing data and information of the geological exploration work. This aims towards the best possible characterization of the deposit regarding product potential and quality distribution.

A description of the variability in space of each the quality classes is worked out, both in large scale (effecting mining strategy and required excavation access area) and small scale (particularly important for quality control).

The influence of different bench heights on quality distribution is compared.

The possibility of developing a deposit model is investigated, especially concerning reliability of forecasts.

In the second part a variety of mining strategies and their technical and economical performance are compared and discussed.

Especially parameters such as conveying distances, bench height, number of benches in operation and mining equipment used are discussed.

A focus is set on raw material handling in stocks and the shafts (number, position, costs).

The interactions of all these parameters are summarized and worked out.

Finally a strategy for the starting period and the regular operation is given.

1 Zusammenfassung

Ausgehend von den Daten des geologischen Prospektionsprogrammes, wurde die Lagerstätte Schönangerl hinsichtlich Produktpotential und der Verteilungssituation der einzelnen Qualitäten untersucht.

Auf Basis der relevanten Beurteilungsparameter (PSV (Polished Stone Value), LA (Los Angeles Test) –Werte) aus den entsprechenden Normen (Norm über Strassenbaustoffe ÖNorm B 3128) lassen sich vier Qualitäten definieren: Qualität 1 höchstwertig (Q1a), Qualität 1 hochwertig (Q1), Qualität 2 (Q2) und die Bergequalität 3 (Q3).

Es wurden vier Hauptqualitätsgruppen eingeführt, in denen unterschiedliche Einflussfaktoren auf die Verteilungssituation der Basisqualitäten Q1a, Q1, Q2, Q3 berücksichtigt werden:

Lagerstättenqualität L-Q: in-situ Qualitätsverteilung der Lagerstätte

Lagerstättenqualität L-Qges: Qualitätsverteilung der Lagerstätte bei Betrachtung einzelner Bohrlochprobenabschnitten (3m), d.h. jeden Bohrlochprobenabschnitt wird eine Qualität zugewiesen

Abbauqualität: A-Q: Qualität wie sie im Haufwerk vorliegt, in Inhomogenbereichen treten Durchmischungen auf (Wurf bei Sprengvorgang)

Förderqualität F-Q: Durch den Förderprozess auftretende Durchmischungen (im Sturzschaft, am Förderband, im Lager)

Verkaufsqualität V-Q: Verkaufsqualität am Ende der Aufbereitungskette

Die Lagerstätte weist einen homogenen Diabaskörper auf, der hinsichtlich Ausdehnung, Mächtigkeit und Position allerdings nicht genau bekannt ist.

Die restliche Lagerstätte kann als sehr inhomogen bezeichnet werden, ein Qualitätswechsel ist horizontal wie vertikal im 10 m Bereich möglich.

Es wird erörtert, dass ein Erstellen eines Lagerstättenmodelles nur bedingt zulässig und kaum machbar ist. (Aussagesicherheit, Zeit- und Kostenaufwand).

Es wird demonstriert, dass bezüglich des Kriteriums selektive und sortenreine Gewinnung der Qualitäten eine möglichst geringe Etagenhöhe zu favorisieren ist.

In einem Vergleich zwischen 10m und 15m Etagenhöhen zeigt sich, dass 10m Etagenhöhe keine deutliche Kostensteigerung im Bohr- und Sprengbetrieb mit sich bringt und hinsichtlich selektiver Gewinnung gegenüber 15m Etagenhöhe zu bevorzugen ist.

Etagenhöhen deutlich kleiner 10m wurden wegen unrealistischer Durchführung in der Praxis nicht betrachtet, Etagenhöhen größer 15m sind im Gewinnungsbetriebsplan nicht genehmigt und wegen der ungünstigen Auswirkung auf die selektive Gewinnung nicht relevant.

Weitere Analysen ergeben, dass es für die Qualitätssteuerung erforderlich sein wird, 3 Etagen gleichzeitig im Verhieb stehen zu haben.

Bei Betrachtung der Lagerstättenqualität L-Qges zeigt sich, dass die Abbauphase 2 hinsichtlich der höchstwertigen Q1a Qualität deutlich schlechter als die Abbauphasen 1 und 3 zu beurteilen ist.

Bei den derzeit durch das UVP-Verfahren festgelegten Randbedingungen wie maximal offene Fläche, Gesamtfläche und Grenzen des Tagebaus, kann eine deutliche qualitätsmäßige Anpassung der Phase 2 an die Abbauphasen 1 und 3 nur durch Verschieben der Grenzen zwischen den Abbauphasen nicht erzielt werden.

Bei Untersuchung der Investitionskosten verschiedener Sturzschachtvarianten und Positionen kristallisiert sich für die Abbauphase 1 die Variante „2 parallele Sturzschächte ohne Ausbau“ als günstig heraus. Die Hauptbeurteilungskriterien sind Kosten, Durchmischungsvorgänge im Schacht, Förderdistanzen und Schachtlebensdauer.

Durch statische Investitionsrechnungen werden die Gewinnungskosten im Hauptbetriebspunkt des Systems Hydraulikbagger – mobiler Brecher – Loko-Link Förderbänder – Strossenband – Sturzschacht inklusive Bohr- und Sprengbetrieb mit 1 – 1,1 € / t angegeben.

Die Untersuchung der wirtschaftlichen und technischen Performance verschiedener Fördervarianten, Kombinationen und Maschinen zeigt, dass die Anschaffung von 1 – 2 Radladern der 5 – 6 m³ Klasse erforderlich ist.

Bei Betriebsstellung mobiler Brecher am Hauptplanum wird eine Förderung von den Etagen zum Hauptbetriebspunkt durch Stürzen des Rohgutes mittels Radlader empfohlen.

Wenn vom Platzbedarf (30-40m) her möglich, ist ein Wechsel des Systems mobiler Brecher zwischen Hauptplanum und Etage 1 anzudenken.

Die Umstellintervalle sollten aber aus Kostengründen nicht öfters als 1-mal monatlich erfolgen.

Die Startphase 1 wird diskutiert und dafür die Anmietung von 2 allradbetriebenen Knickmulden (Dumpern) der circa 20m³ Klasse empfohlen.

2 Einleitung

2.1 *Verwendete Daten und Software*

Software:

- MS Exel und MS Word 2003
- MS Access 2003
- Bergbauplanungssoftware Surpac Minex V 5.1-F
- Datenbanksystem MineIT ProMIS

Ausgangsdaten:

- MS Exel Tabellen über die petrografische Auswertung der Schmant- und Kernbohrungen von Dr.Anthes (Konsulent für Geologie – Büro Geosolutions)
- Von den Diabaswerken zur Verfügung gestellte Betriebsdaten
- Surpac Files der Vorstudie von Dr.Oberndorfer, MUL

Im Rahmen der schriftlichen Ausarbeitung dieser Diplomarbeit können nicht alle Daten, Berechnungen, Abbildungen, Tabellen, Surpac-Files etc. eingearbeitet werden. Daher werden jeweils nur Teil- und Endergebnisse dargestellt, alle restlichen verwendeten Daten, Berechnungen, Ausarbeitungen und Ergebnisse sind digital auf einer CD beigelegt.

2.2 Kurzbeschreibung Projekt TB 21 und das Abbauverfahren laut Gewinnungsbetriebsplan

„Die Abbaufäche hat in Richtung des Kammes eine Länge von 771m und abhängig von der Abbautiefe eine Breite von bis zu 550m. Das Gestein wird auf einer Seehöhe von 1.602m-1.440m abgebaut. Aus diesen Daten ergibt sich eine Gesamt-Abbaufäche von 28,136ha und ein Gesamt-Volumen von 14,258 Mio.m³, oder eine Gesamt-Abbaumenge von 39,923 Mio.to. Die Neigung der Endböschungen beträgt maximal 35°.

Da ein Abbau über ein Gebiet von 28,136ha eine sehr große offene Fläche mit sich bringt, wurde als nächster Schritt der gesamte Abbau in drei Phasen unterteilt. Diese Unterteilung bringt ungefähr eine Halbierung der Gesamt-Abbaufäche mit sich, und reduziert wesentlich die notwendige offene Abbaufäche. Der Abbau erfolgt entsprechend von Phase eins bis Phase drei, wobei Phase eins den nördlichen- und Phase zwei und drei den südlichen Teil der Abbaufäche betrifft.

Bei der Anlage des Abbaues wird der nicht verwertbare Abraum (0,5 – 1,0 m mächtig) mittels Bagger und Schubraupe gelöst und abgeschoben. Der vorhandene Humus wird mittels Bagger vorsichtig abgehoben und seitlich gelagert. Der an den Bergflanken vorhandene Hangschutt wird mittels mobiler Siebmaschine bei ca. 60 mm vor abgesiebt. Der anfallende Abraum bzw. das Feinmaterial aus der Siebung wird für die Schüttung des Schutz- und Begrenzungsdammes rund um den Tagbau verwendet. Diese Materialien stehen dann bei der fortlaufenden Rekultivierung als Rekultivierungsmaterialien zur Verfügung. Überschüssiges verwertbares und nicht verwertbares Material bzw. Hauwerk wird über das Abfördersystem in den Tagbau Hinterburg transportiert. Dort gelangt es entweder zur Weiterverarbeitung oder wird für die Wiederbefüllung bzw. für die Rekultivierung des Tagbaues verwendet. Der Abbau ist grundsätzlich ein Tagbau der im Etagenabbau angelegt ist. Aufgrund seiner Lage am Kamm wird er als Flächenabbau mit allseitigen Sicht- und Lärmschutzkulissen hergestellt.

Im Regelfall sind 2 – 3 Etagen aufgeschlossen und auf diesen wird der Abbau durchgeführt.“

Gewinnungsbetriebsplan Diabaswerk Saalfelden GmbH, 2003

2.3 Gegenüberstellung der Abbauphasen

	Masse [Mio. t]	Abbautätigkeit [Jahre]
Phase 1	11,9	12
Phase 2	12,3	13
Phase 3	15,9	18

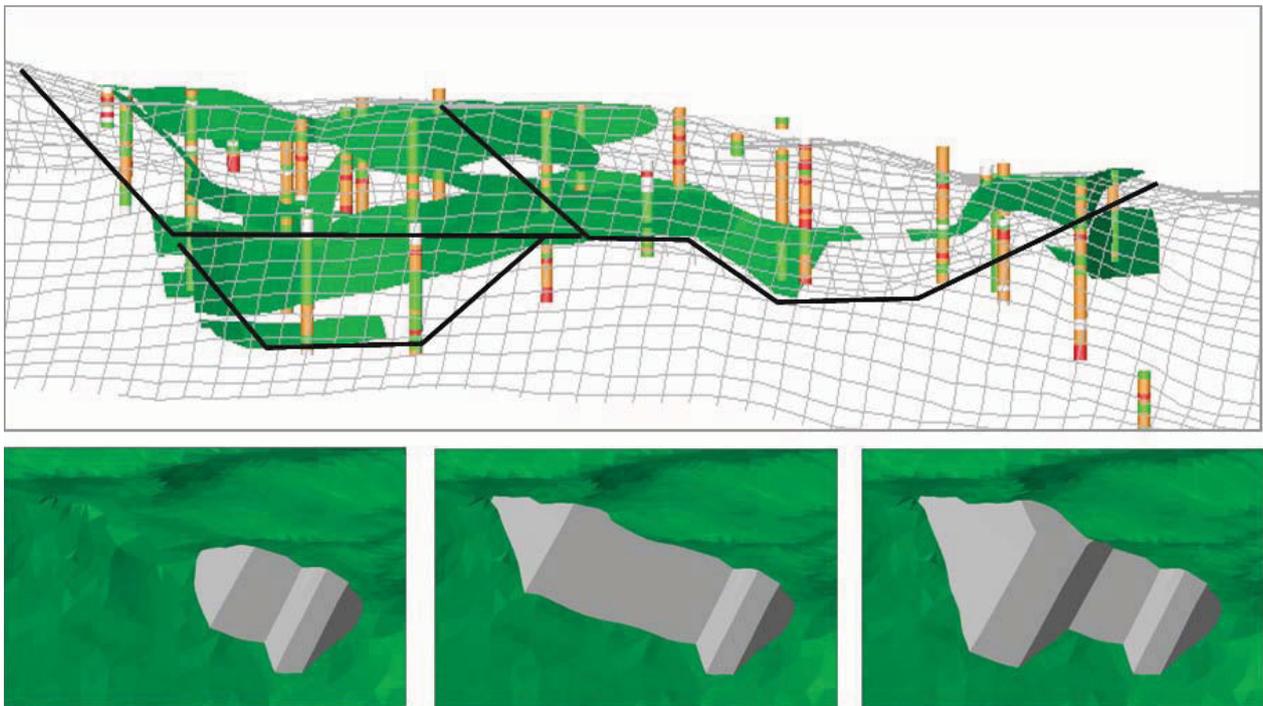


Abbildung 2-1: Gegenüberstellung der Abbauphasen¹

¹ Oberndorfer, Th.: Präsentation der Vorstudie Diabaswerk Saalfelden

3 Charakterisierung der Lagerstätte hinsichtlich Produktpotential

Die Daten aus dem geologischen Prospektionsprogramm werden aufgearbeitet und die Lagerstätte wird hinsichtlich ihres Produktpotentials untersucht.

Die auftretenden Qualitäten werden definiert und die Qualitätsverteilungssituation im gesamten Abbauareal und in den einzelnen Abbauphasen wird beschrieben.

3.1 Untersuchungsprogramm Abbaufeld Schönangerl

Im Bereich des Abbaufeldes Schönangerl wurden Ende der 80er Jahre insgesamt 30 Meißelbohrungen mit Endteufen zwischen 10 m und 121 m abgeteuft. Die Bohrungen wurden vorwiegend entlang des Kambereiches niedergebracht (DA bis DZ sowie EA und EB), 5 weitere Meißelbohrungen (BA bis BV) wurden ab einem Höhenniveau um 1.520 m entlang der Ostflanke des Abbaufeldes abgeteuft. Nordöstlich des Abbaugbietes befindet sich eine weitere Meißelbohrung (CI). Die Meißelbohrungen erschließen somit unterschiedlich tiefe Bereiche des Abbaufeldes, mehrere Bohrungen (BV, BW, DE, DP) erschließen einen möglichen Abbaubereich bis 1.400 m Seehöhe und darunter.

Im Jahr 2000 wurde eine Kernbohrung (DM/00, Teufe 107,6 m) im Zentrum des Abbaufeldes niedergebracht, zwei weitere Kernbohrung (KS/01, Teufe 98 m, STS A/03, Teufe 195m) wurden in 2001 ca. 100m NNE-lich der Kernbohrung DM/00 abgeteuft.

Die Lage und Kennzahlen (Einfallen, Länge) der Meißel- und Kernbohrungen kann aus den Access Tabellen „Collar“ und „Survey“, weiters aus den Surpac Darstellungen im Anhang und auf der CD, entnommen werden.

Folgende Abbildungen geben einen Überblick.



Abbildung 3-1: Orthofoto Abbaufeld TB21 Schönangerl und bestehender Hinterburgbruch²

² Aufnahme: Diabaswerk Saalfelden GmbH

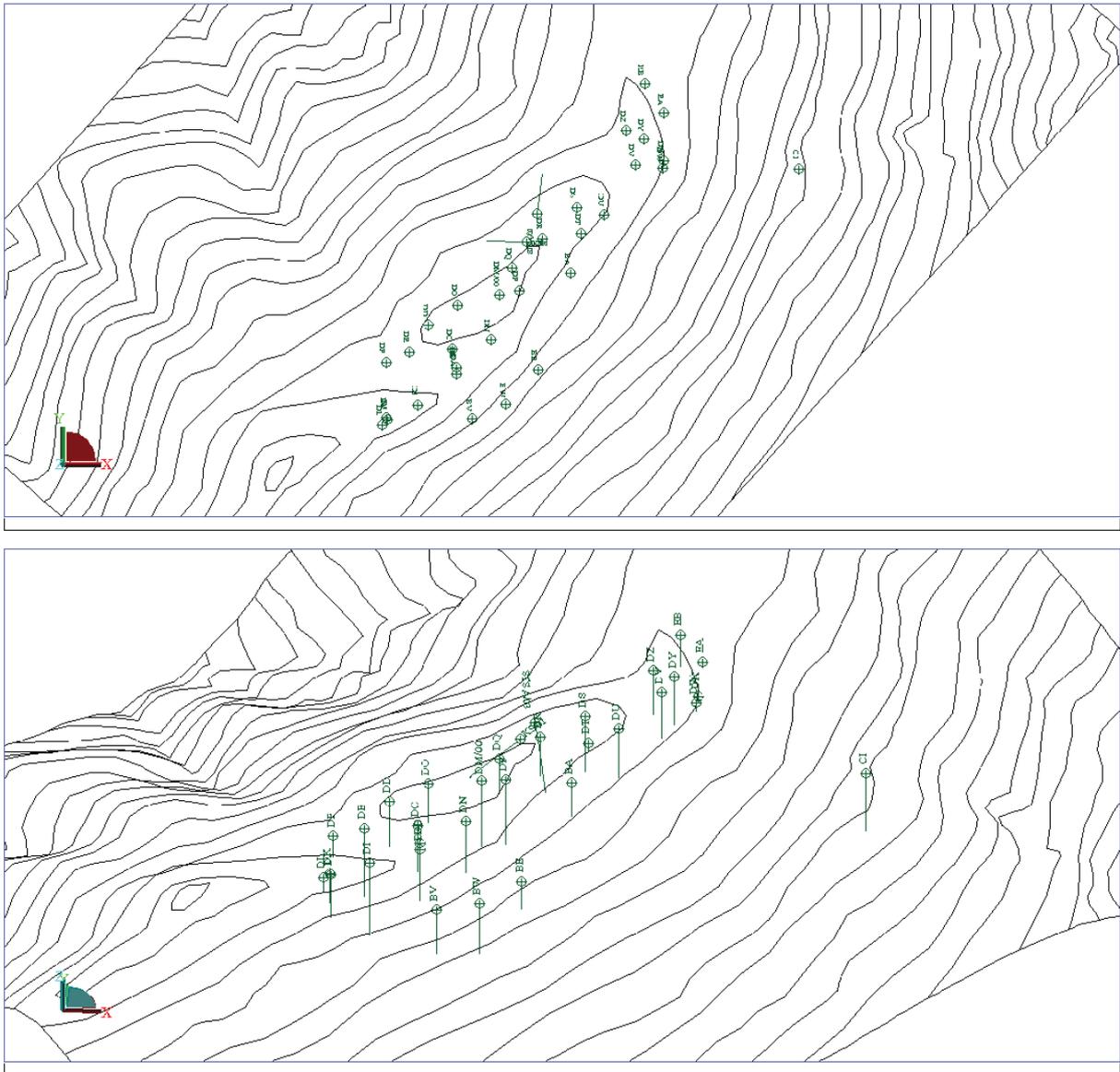


Abbildung 3-2: Lage der Prospektionsbohrungen im Abbaubereich TB21

Die petrografische Analyse des Prospektionsprogrammes im Abbaugbiet TB21 Schönangerl wurde vom Büro für technische Geologie - Geosolutions, Dr.Anthes, in MS Exel Tabellen (siehe CD) ausgewertet.

Den einzelnen Bohrlochprobenabschnitten wurde entsprechend ihren LA (Los Angeles Test) und PSV (Polished Stone Value) Werten eine Lagerstättenqualität zugeordnet.

Die Bohrlochprobenabschnitte im gesamten Abbaureal Schönangerl haben zu 80 % eine Länge von 3m, die Kernbohrungen KS/01, DM/00 und STS/A 03 weisen unterschiedliche, der Stratigraphie entsprechende Probenabschnitte auf.

3.2 Definition der Qualitäten

Definition LA (Los Angeles) - Wert:

Das in den USA als Abriebstest bezeichnete Prüfverfahren stellt einen kombinierten Schlag- und Abriebstest zur Bestimmung der Festigkeit dar.

Norm in Österreich: ÖNorm B 3128

Das zu prüfende Gut wird gemeinsam mit 8 Stahlkugeln in einer Trommel mit 31 – 32 U pro min. 500-mal gedreht.

Der Prozentsatz des dabei entstandenen Abriebes unter 1,6mm wird als LA Wert bezeichnet und ist somit ein direktes Maß für die Widerstandsfähigkeit des Testmaterials gegen Abrieb und Schlag.

Definition PSV (Polished Stone Value):

Das Verfahren dient zur Bestimmung der Widerstandsfestigkeit von Splitten gegen Polieren. Als Maß der Widerstandsfähigkeit gegen Polieren dient der Gleitreibungsbeiwert nach erfolgtem Poliervorgang. Dieser Wert heißt Polierwert und wird, wie in der britischen Norm, PSV (Polished Stone Value) abgekürzt. Bei der Herstellung von Straßen mit hoher Ausbaugeschwindigkeit ist das Verhalten des Gesteins gegen Polieren von großer Bedeutung. Gemäß den jeweiligen Normen sind bei Deckenarbeiten im Straßenbau für die Lastklassen I und II Gesteinskörnungen mit einem PSV-Wert > 50 zu verwenden.

Die je nach Einsatzgebiet geforderten LA und PSV Werte sind in den entsprechenden bautechnischen Normen definiert.

Es werden folgende Qualitätsdefinitionen festgelegt:

Lagerstättenqualität L-Q:

Zuordnung des Gesteininventars (Diabas, Quarzit, quarzitisches Grauwacke, Grauwacke, geschieferte Grauwacke, Tonschiefer, Phyllit) nach den LA und PSV Werten zu einer Lagerstättenqualität laut Beschreibungsgenauigkeit der Explorationsuntersuchung.

Entsprechend der Verwertbarkeit werden die Qualität höchstwertig L-Q1a, die Qualität hochwertig L-Q1, die Qualität 2 L-Q2 und die Bergequalität L-Q3 unterschieden.

Das Unterscheidungskriterium sind die potentiellen LA und PSV Werte nach der Aufbereitung, z.B. eine L-Q1a Qualität hat ein LA-Wert Potential <14.

Die Lagerstättenqualität L-Q entspricht den Qualitätsinhaltsanteilen wie sie in-situ (cm – m Bereich) vorliegt.

Die Lagerstättenqualität L-Qges entspricht der Qualitätsverteilung bei Betrachtung von einzelnen Bohrlochprobenabschnitten (samplings), meist handelt es sich um 3m Abschnitte, d.h. jeden Bohrlochprobenabschnitt wird eine einzige Qualität zugewiesen.

Es erfolgt also eine Zusammenfassung der in situ vorliegenden Inhaltsanteile der Qualitäten (originale, unterschiedliche Abschnittslängen) zu einer Abschnittsqualität.

Für die bergtechnische Beurteilung sind auch noch die auftretenden Vermischungsvorgänge durch den Abschlag und den Förderprozess zu berücksichtigen.

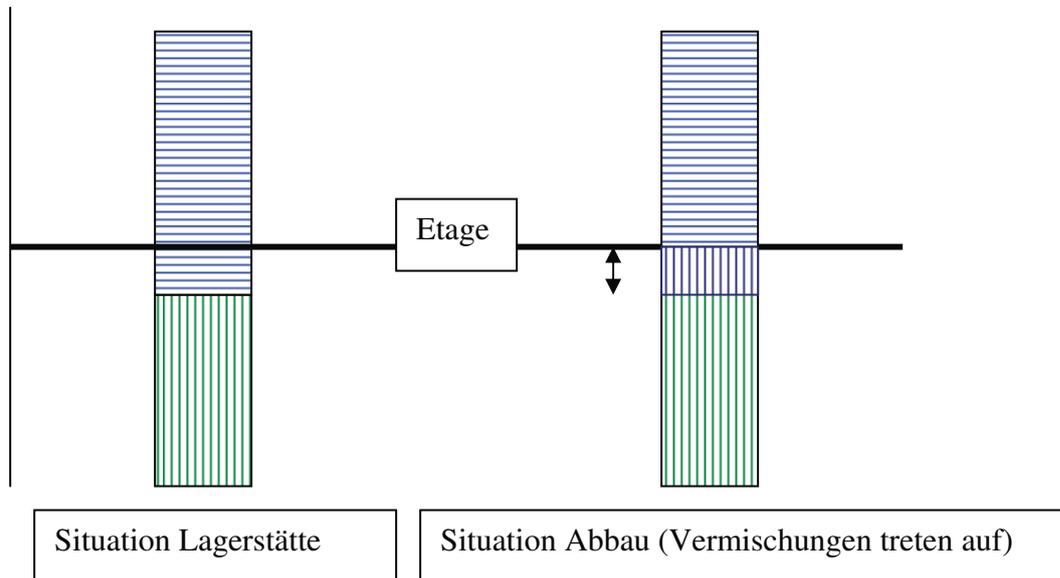


Abbildung 3-3: Qualitätsverteilung in der Lagerstätte und Vermischungen durch den Abbau

Abbauqualität A-Q:

A-Q1a, A-Q1, A-Q2, A-Q3

Entspricht der Qualität wie sie im Haufwerk vorliegt.

In Inhomogenbereichen kommt es zu ersten Durchmischungen (Wurfbewegung durch Sprengvorgang) der vorliegenden Lagerstättenqualitäten.

Förderqualität F-Q:

F-Q1a, F-Q1, F-Q2, F-Q3

Durchmischungen durch den Förderprozess (Durchmischungen im Schacht, Förderband) und durch das Materialhandling (Sekundärzerkleinerung durch Stürzen von Rohgut über Etagen, gezielte Mischvorgänge von verschiedenen Qualitäten im Tagebaubereich, Durchmischungen im Lager) treten auf.

Verkaufsqualität V-Q:

V-Q1a, V-Q1, VQ2

Entspricht der maximal lieferbaren Produktqualität am Ende der Aufbereitungskette.

Qualität:	Körnungen [mm]:	Verwendung:
V-Q1a	32 / 63, 16 / 32, 16 / 22, 11 / 16, 8 / 11, 4 / 8, 2 / 4, 0 / 2	Edelbrechkörnungen, Gleisschotter, Edelbrechsande
V-Q1	0 / 32, 0 / 22, 8 / 12, 4 / 8, 2 / 4	Splitt, Brechkorn frostsicher
V-Q2	0 / 70, 0 / 63, 0 / 40, 0 / 18	Grädermaterial, Frostkoffer, Filterkiese

Tabelle 1 : Verkaufsqualitäten V-Q und Verwendungszweck

Produkt:	Menge [t / a]	Menge [%]	Verwendung:
F-Q gesamt	912000	100	
V-Q1a + V-Q1	555000	60	Verkauf
V-Q2	300000	33	Verkauf
Q3 (Bergequalität)	57000	7	Für Wiederbefüllung TB Hinterburg

Tabelle 2: Prognostizierte Verkaufsmengen der einzelnen Qualitäten

Gestein	LA-Wert kor. 4/8 [%]	LA-Wert 8/11 [%]	LA-Wert kor. KI [%]	LA-Werte range	PSV-Wert	Qualität																																																																		
grobkörniger Diabas	15,5	18,2	18,0	15,5 bis 19,4	60	Q 1a																																																																		
	16,9		19,4				feinkörniger Diabas	13,9	15,7	16,4	13,9 bis 16,9	61	Q 1a	14,4	16,9	Diabas gesamt				13,9 bis 19,4	60/61	Q 1a	Quarzit	11,7	18,9	14,2	11,7 bis 18,9	58	Q 1a	16,2	18,7	15,0	17,5	14,3	16,8	Grauwacke, quarzitisch	15,5	16,9	18,0	15,0 bis 18,0	58	Q 1a	15,0	17,5	Grauwacke, geschiefert	14,6	n.m.	17,1	14,6 bis 17,1	n.m.	Q 1	14,9	Grauwacke/ Tonschiefer	16,3	16,1	19,4	16,3 bis 19,4	50	Q 2	16,9	Tonschiefer	20,4	n.m.	18,4	15,9 bis 20,4	n.m.	Q 2	15,9	16,2	18,7	Phyllit	21,3
feinkörniger Diabas	13,9	15,7	16,4	13,9 bis 16,9	61	Q 1a																																																																		
	14,4		16,9				Diabas gesamt				13,9 bis 19,4	60/61	Q 1a	Quarzit	11,7	18,9	14,2	11,7 bis 18,9	58	Q 1a	16,2	18,7		15,0		17,5				14,3	16,8	Grauwacke, quarzitisch	15,5	16,9	18,0	15,0 bis 18,0	58	Q 1a	15,0	17,5	Grauwacke, geschiefert	14,6	n.m.	17,1	14,6 bis 17,1	n.m.	Q 1	14,9	Grauwacke/ Tonschiefer	16,3	16,1	19,4	16,3 bis 19,4	50	Q 2	16,9	Tonschiefer	20,4	n.m.	18,4		15,9 bis 20,4		n.m.				Q 2	15,9	16,2	18,7	Phyllit
Diabas gesamt				13,9 bis 19,4	60/61	Q 1a																																																																		
Quarzit	11,7	18,9	14,2	11,7 bis 18,9	58	Q 1a																																																																		
	16,2		18,7																																																																					
	15,0		17,5																																																																					
	14,3		16,8																																																																					
Grauwacke, quarzitisch	15,5	16,9	18,0	15,0 bis 18,0	58	Q 1a																																																																		
	15,0		17,5																																																																					
Grauwacke, geschiefert	14,6	n.m.	17,1	14,6 bis 17,1	n.m.	Q 1																																																																		
	14,9																																																																							
Grauwacke/ Tonschiefer	16,3	16,1	19,4	16,3 bis 19,4	50	Q 2																																																																		
	16,9																																																																							
Tonschiefer	20,4	n.m.	18,4	15,9 bis 20,4	n.m.	Q 2																																																																		
	15,9																																																																							
	16,2		18,7																																																																					
Phyllit	21,3	n.m.	n.m.	21,3	n.m.	Q 3																																																																		

Tabelle 3: Einteilung der Gesteine in Lagerstättenqualitäten L-Q nach den LA und PSV Werten

Es ist ersichtlich, dass die Gesteine eine sehr große Bandbreite bezüglich LA- und PSV Wert aufweisen und nur anhand dieser eine Einteilung in Qualitäten nicht eindeutig ist.

Bei den nachfolgenden Qualitätsbetrachtungen handelt es sich, falls nicht explizit anders bezeichnet, immer um die Lagerstättenqualität L-Qges bei Betrachtung von 3m Probenabschnitten über den definierten Inhaltsanteil in einem Abschnitt gerechnet.

Die Exel Tabellen der geologischen Untersuchungen bestehen aus einer lithologischen Beschreibung der einzelnen Bohrlochprobenabschnitte und einer Zuordnung der Bohrlochinhalt nach Qualitäten.

Die Exel-Tabellen wurden wegen der Notwendigkeit einer effizienten Datenbearbeitungsmöglichkeit in das Datenbanksystem MS Access 2003 konvertiert.

Die ursprünglichen Daten sind um die Definition einer *dominanten Qualität DQ* und einer *Gesamtqualität L-Qges* erweitert.

Der dominante Qualität DQ entspricht jene Qualität die bezogen auf die betrachtete Probenlänge einen Inhaltsanteil >50% aufweist.

Die Einführung der dominanten Qualität DQ ist hauptsächlich in einer datenverarbeitungstechnischen Erleichterung begründet um in der Planungssoftware Surpac den einzelnen Bohrlochabschnitten eindeutige Parameter zuordnen zu können.

Die *Lagerstättengesamtqualität L-Qges* ist durch folgende Bedingungen definiert:

Anteil Qualitäten in %				
Qges	AQ1a	AQ1	AQ2	AQ3
Q1a	>=50	0	<=15	0
Q1a	>=50	<=25	0	0
Q1	0	>=50	<=15	0
Q1	>=50	0	>15	0
Q1	>=50	>25	0	0
Q1	>=50	>0	<=30	0
Q1	>0	>=50	<=20	0
Q1	>=50	>0	>0	0
Q2	>=50	>0	>30	0
Q2	0	>=50	>15	0
Q2	>0	>=50	>20	0
Q2	>=0	>=0	>=50	0
Q2	>=0	>=0	>=0	<50
Q2	>0<50	>0<50	>0<50	0
Q3	>=0	>=0	>=0	>=50
0	0	0	0	0

Tabelle 4: Definition Lagerstättenqualität L-Qges

Diese Bedingungen wurden in Zusammenarbeit mit dem Geologen Dr. Anthes definiert und entsprechen den Erfahrungen im rezenten Betrieb Hinterburg.

z.B.: wenn in einem 3m sampling der Inhaltsanteil Q1a (AQ1a) >=50 %, Inhaltsanteil Q1 (AQ1) =0, Inhaltsanteil Q2 (AQ2) <=15% dann entspricht die Gesamtqualität L-Qges = Q1a

Über die Einführung der Lagerstättenqualität L-Qges soll die Verteilung der einzelnen Qualitäten in der Lagerstätte analysiert, quantifiziert und grafisch in SURPAC dargestellt werden.

Die Datenbank mit der Bezeichnung **BLTB21** auf beiliegender CD besteht im Wesentlichen aus folgenden Tabellen und Abfragen:

PrimData (Tabellen) :

Collar	Bohrlochkoordinaten, max.Teufe, Zuordnung zu Art der Bohrung
Survey	max. Teufe, Einfallen und Streichen der einzelnen Bohrlöcher
Description	Petrografische Auswertung der Bohrlöcher und Zuordnung der einzelnen Qualitäten der Probenabschnitte zu einer dominanten Qualität DQ, einer Gesamtqualität L-L-Qges und einer Verkaufsqualität V-Q
Abbau	Zuordnung von Bohrloch und Längen zu den einzelnen Abbauphasen
Abschnitt10	Darstellung von 10m Bohrlochabschnitten (Qualitätsverteilung bei 10m Etagenhöhe), Zuweisung zu einer Gesamtqualität L-L-Qges

Primdata (Abfragen):

Qanalyse	Abfrage auf Basis von Tabelle Description bezogen auf das gesamte Abbaugelände Schönangerl. Petrographische Auswertung der Bohrlöcher und Zuordnung der Probenabschnitte zu einer Gesamtqualität L-L-Qges.
----------	---

Verteilungen (Abfragen):

In den Abfragen Verteilungen werden verschiedenste Verteilungen bezogen auf die einzelnen Qualitäten und unterschiedliche Bohrlochlängen, differenziert nach den Abbauphasen 1-3 und das gesamte Abbauareal TB21 Schönangerl, berechnet, in Excel ausgewertet und in Diagrammen dargestellt.

Qhoch:

Bohrlochprobenabschnitte mit Anteilen von >90% bezogen auf die einzelnen Qualitäten sind gefiltert.

Die Analyse und Auswertung der Berechnungsergebnisse erfolgte in Exel. Es wird zwischen den einzelnen Abbauphasen 1-3 und dem gesamten Abbaubereich TB21 Schönangerl unterschieden.

Die Verteilungsberechnungen beziehen sich auf die tatsächlich in den einzelnen Abbauphasen bzw. dem Abbaubereich TB21 befindlichen Bohrlochlängen.

Es wird darauf hingewiesen, dass aufgrund der schwierigen Zugänglichkeit die Abbaubereiche seitlich vom Kamm nicht durch Bohrungen erfasst wurden und die Aussagesicherheit nachfolgender Berechnungen im Vergleich zu einem regelmäßigen Bohrraster somit kritischer zu beurteilen ist.

3.3 Untersuchungen Abbaubereich TB21 Schönanger/ hinsichtlich Produktpotential

Die Analyse und Auswertung der Bohrlochdatenbank BLTB21 erfolgte anhand von Tabellen und Diagrammen in MS Exel.

Sämtliche Prozentwerte beziehen sich auf die im Abbaubereich TB21 Schönangerl befindlichen gesamten Bohrlochlängen, es wird davon ausgegangen, dass die Verteilungen in den Bohrungen mit der Verteilung in der Lagerstätte korrelieren.

Die Untersuchung der Verteilung der Qualitäten Q1a, Q1, Q2 und Q3 in der dominanten Qualität DQ ergab folgendes:

DQ / Qualitäten [%]	Q1a	Q1	Q2	Q3	andere Q	Sum
Q1a	90,6	0,5	8,1	0	8,6	99,2
Q1	17,8	71,3	10,6	0	28,4	99,7
Q2	16,4	1,8	81,7	0	18,2	99,9
Q3	0	0	0	99	0	99
0	3,4	1,9	2	0,2	92,5	100

Tabelle 5: Verteilung Inhaltsanteile [%] der Qualitäten Q1a-Q3 auf die dominante Qualität DQ

Es ist zu beachten, dass wegen Bohrlochabschnitten ohne Probengewinn, die Summe nicht immer 100% ergibt.

Es ist signifikant auffällig, dass im Bereich der dominanten Qualitäten Q1a und Q2 über 80% tatsächlich der entsprechenden Qualität zugeordnet werden kann.

Im Bereich Q1 allerdings nur 71%, dagegen sind 18% der Qualität Q1a und 10% der Qualität Q2 enthalten.

Im Vergleich dazu die Verteilung der Qualitäten Q1a, Q1, Q2 und Q3 in der Lagerstättenqualität L-Qges:

Qges / Qualitäten [%]	Q1a	Q1	Q2	Q3	andere Q	Sum
Q1a	97,7	0,3	1	0	1,3	99
Q1	59	16,7	24,3	0	83,3	100
Q2	16,5	5,2	77,8	0	21,7	99,5
Q3	0	0	0	99	0	99
0	0	0	0	0,3	99,8	99,8

Tabelle 6: Verteilung Inhaltsanteile [%] der Qualitäten Q1a-Q3 auf die Lagerstättenqualität L-Qges

Ist die Gesamtqualität L-Qges gleich Q1a oder Q2 sind über 97% bzw. 78% tatsächlich diesen Qualitäten zuzuordnen.

Im Bereich L-Qges = Q1 sind allerdings nur mehr 17% an Q1 Qualität, dagegen 59% an Q1a Qualität enthalten.

Die in der Gesamtqualität L-Qges = Q1 enthaltenden 59% der Qualität Q1a können als durch Verdünnungseffekte hervorgerufene Verluste der Qualität Q1a an Q1 betrachtet werden, dasselbe gilt für alle anderen Qualitäten.

Es ist erkennbar, dass beim Sprung von DQ auf L-Qges, innerhalb des Bereiches Qualität Q1a, die Verluste von Q1a an Q1 von 17,8 % auf 59 % deutlich ansteigen.

Die Verluste von Q1a an Q2 bleiben mit 16% konstant.

Im Bereich der Qualität Q1 sind die Verluste von Q1 an Q1a (0,5% und 0,3%) etwa gleich bleibend.

Im Bereich Qualität Q2 sinken beim Definitionssprung von der dominanten DQ auf die Gesamtqualität L-Qges die Verluste an Q1a von 8,1% auf 1,0%, dagegen steigen die Verluste an Q1 von 10,7% auf 24,3% an.

Im Bereich Qualität Q3 sind keine nennenswerten Änderungen vorhanden.

Am signifikantesten sind die Verluste von Q1a an Q1, welche von 17,8% auf 59% stark ansteigen.

Die Tabellen zeigen die Verlustbetrachtung übersichtlich:

Verluste Q1a an		Verluste Q1 an		Verluste Q2 an	
Q1	Q2	Q1a	Q2	Q1a	Q1
17,8	16,4	0,5	1,8	8,1	10,6

Tabelle 7: Verluste der Qualitäten an die jeweilige dominante Qualität in [%]

Verluste Q1a an		Verluste Q1 an		Verluste Q2 an	
Q1	Q2	Q1a	Q2	Q1a	Q1
59	16,5	0,3	5,2	1	24,3

Tabelle 8: Verluste der Qualitäten an die jeweilige Lagerstättenqualität L-Qges in [%]

Als nächster Schritt wird die Verteilung der Qualitäten Q1a, Q1, Q2 und Q3 innerhalb der definierten Qualitäten *dominante Qualität DQ* und der *Gesamtqualität L-Qges*, bezogen auf die gesamten im Abbaureal befindlichen Bohrungen, berechnet.

Q bezeichnet die Verteilung der Inhaltsanteile der Qualitäten wie sie in situ in den einzelnen Probenabschnitten vorliegen.

Es sind keine wesentlichen Differenzen zu der definierten dominanten Qualität DQ vorhanden.

Dies bestätigt, dass die Reduktion von 4 Qualitätsparametern (Q1a, Q1, Q2, Q3) auf einen einzelnen Parameter pro Bohrlochprobenabschnitt zulässig ist, dies gilt allerdings nur bei Betrachtung der Gesamtlagerstätte.

Aufgrund der Abhängigkeit der Lagerstättenverteilung von der Betrachtungsgröße (1 Bohrloch - gesamten Abbaubereich) ist diese Aussage im kleinräumigen Bereich nicht mehr zulässig.

	Anteile in %		
	Q	DQ	Qges
Q1a	57,4	56,9	42,9
Q1	4,4	4,8	17,6
Q2	29,2	28,9	31,2
Q3	0,5	0,3	0,4
Rest	8,5	9,1	7,9
Summe	100,0	100,0	100,0

Tabelle 9: Verteilung Anteil DQ=Q1a-Q3 und L-Qges=Q1a-Q3 an Gesamtbohrlochlänge im Abbaureal Schönangerl im Vergleich zu den in situ vorkommenden Qualitätsinhalten Q

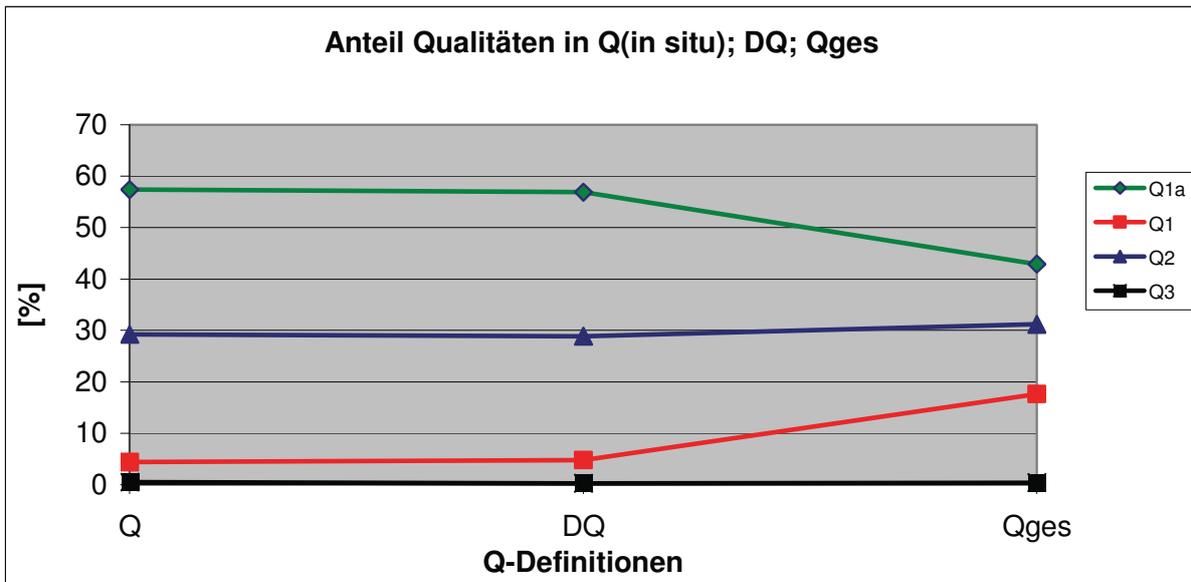


Abbildung 3-4: Anteil der Qualitäten Q1a-Q3 in Q (in situ); DQ; L-Qges

Beim Sprung von der dominanten Qualität DQ auf die Gesamtqualität L-Qges, sinkt der Anteil an Q1a von 56,9% auf 42,9%, der Anteil an Q1 steigt hingegen von 4,8% auf 17,6%. Bei den Qualitäten Q2 und Q3 treten keine wesentlichen Veränderungen auf.

Summierend ist erkennbar, dass sich Verwachsungen von Q1a mit Q1 dahingehend am ungünstigsten auswirken, dass der verwertbare Anteil von Q1a stark sinkt. Der Anteil der Qualität Q1 steigt hingegen zu Lasten Q1a stark an.

Es ist zu beachten, dass im Bereich DQ unter *kein Probengewinn* Probenabschnitte ohne dominante Qualität, also wo keine Qualität einen Anteil > 50% aufweist, und Anteile ohne Probengewinn bzw. ohne analysierbare Proben berücksichtigt werden.

Im Bereich L-Qges dagegen werden unter *kein Probengewinn* nur Anteile ohne Probengewinn bzw. ohne analysierbare Proben angeführt, dadurch ist der Prozentwert niedriger als im Bereich DQ.

Im Diagramm ist deutlich der von 56,9% auf 42,9% sinkende Anteil der Qualität Q1a erkennbar, im Bereich Qualität Q2 treten keine nennenswerten Veränderungen auf, im Bereich Q1 ist deutlich der Anstieg von 4,8% auf 17,6% erkennbar.

Dieser Trend liegt darin begründet, dass aufgrund der vorher angeführten Randbedingungen Verwachsungen von Q1a mit Q1 und/oder Q2 schon bei einem Anteil <30% von Q1 und/oder Q2 als Gesamtqualität L-Qges= Q1 oder Q2 angesprochen werden.

Da 80% der im Abbaugbiet TB21 Schönangerl befindlichen Bohrungen mit Probenabschnitten von 3m analysiert wurden, kann die Gesamtqualität L-Qges näherungsweise als jene Qualitätsverteilungssituation in der Lagerstätte betrachtet werden, die vorliegt wenn bei einer theoretischen Etagenhöhe von 3m das Rohgut nach Zerkleinerung und Klassierung ohne Mischungen direkt auf das Verkaufslager gehen soll.

Es kann ohne weitere Untersuchungen wie sich verschiedene Etagenhöhen auf die Qualitätsverteilung in der Lagerstätte auswirken, a priori nicht gesagt werden ob diese Entwicklung linear weiter verläuft.

Sollte dies der Fall sein, werden größere Etagenhöhen mit wachsenden Verlusten der höchstwertigen Qualität Q1a erkauf.

Das Fazit lautet, dass Verwachsungen von der höchstwertigen Qualität Q1a mit den Qualitäten Q1 und/oder Q2 meist zu Lasten von Q1a geht und deren gewinnbare Anteil in der Lagerstätte, respektive das potentielle Ausbringen an Q1a um 30% sinkt.

Deshalb sollte bei der Qualitätssteuerung der Focus nach Möglichkeit darauf ausgerichtet sein die höchstwertige Qualität Q1a möglichst selektiv zu gewinnen.

Ein Vergleich der in der geologisch-lagerstättenkundlichen Beschreibung (Geologisch-lagerstättenkundliches Gutachten Abbaugbiet Schönangerl, Dr.Anthes, 2003) ermittelten Lagerstättenvorräte mit den auf die Gesamtqualität L-Qges bezogenen Qualitätsanteilen ergibt folgende Gegenüberstellung.

Die Anteile L-Qges können als das theoretische Ausbringen der Qualitäten bei 3m Etagenhöhe betrachtet werden.

Es wird davon ausgegangen, dass die Verteilung der Qualitäten in den Bohrungen mit der Verteilung in der Lagerstätte korreliert.

Qualitäten:	Daten aus Geolog. Gutachten		Qges	
	Anteil[%]	Mio.t	Anteil[%]	Mio. t
Q1a	61,3	25,0	42,9	17,5
Q1	12	5,0	17,6	7,3
Q2	26,4	11,0	31,2	13,0
Q3	0,3	0,1	0,4	0,1
kein Probengewinn:	0	0	7,9	3,2
Summe:	100	41,1	100,0	41,1

Tabelle 10: Gegenüberstellung in situ Lagerstätteninhalt – gewinnbaren Anteile bei Betrachtung L-Qges

Es ist ersichtlich, dass hauptsächlich bei der höchstwertigen Qualität Q1a grosse Differenzen auftreten, die auf die beschriebene Verwachsungssituation zurückzuführen sind.

Die aus der Gesamtqualität L-Qges errechneten gewinnbaren Vorräte an Qualität Q1a sind um 7 Mio. t niedriger anzusetzen als die im geologischen Gutachten ermittelten in situ in der Lagerstätte vorliegenden Vorräte.

Es ist zu beachten, dass in den Berechnungen im Geologischen Gutachten Anteile ohne Probengewinn durch geologische Interpretation einer Qualität zugeordnet wurden, in den Kalkulationen über den Ansatz L-Qges sind diese Anteile nicht einberechnet.

Da die höchstwertige Qualität Q1a auch jene mit der größten Wertschöpfung darstellt, ist die Situation auch in mineralwirtschaftlicher Hinsicht kritisch.

3.3.1 3D Darstellungen der vorliegenden Qualitäten in den Prospektionsbohrungen, Betrachtung über Ansatz L-Qges

Mehrere 3D Darstellungen der Geländetopographie und der Qualitätsverteilungen in den Bohrlöchern im gesamten Abbaugbiet TB21 Schönangerl, betrachtet über den Ansatz L-Qges, sind als SurpacPlot im Anhang B und auf der beiliegenden CD ersichtlich.

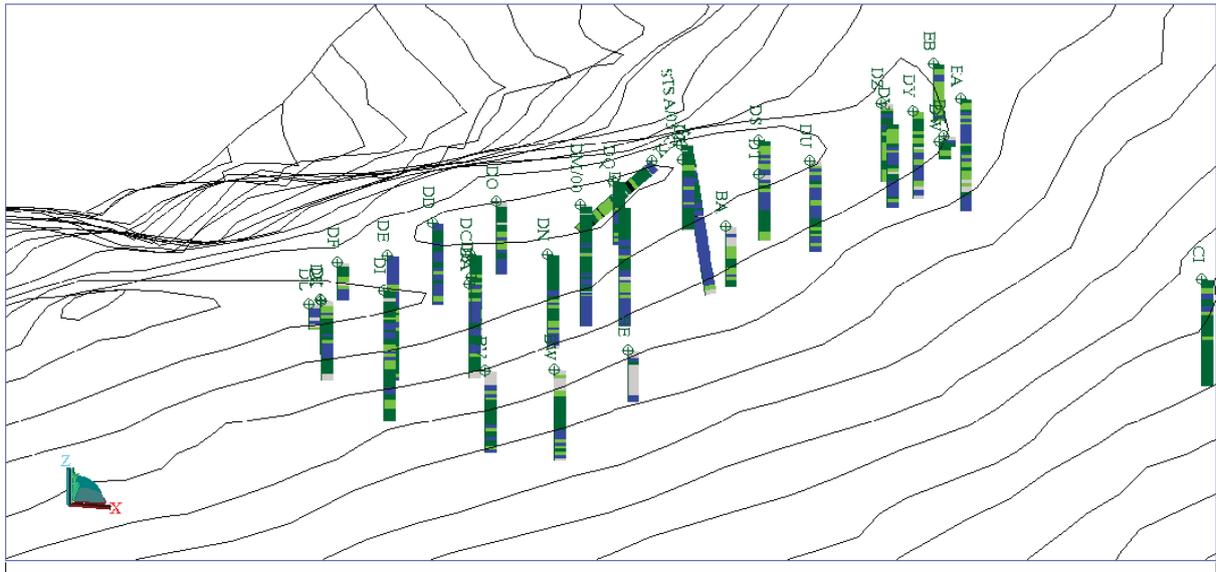


Abbildung 3-5: Überblick Qualitätsverteilung in den Bohrlöchern im TB21

Q1a, Q1, Q2, Q3, keine Probe

3.4 Untersuchungen der Abbauphase 1 hinsichtlich Produktpotential

Es gelten alle im Wesentlichen schon diskutierten Zusammenhänge und Schlussfolgerungen.

DQ / Qualitäten [%]	Q1a	Q1	Q2	Q3	andere Q	Sum
Q1a	98,3	0,1	0,6	0	0,7	99
Q1	50,4	27,8	21,8	0	72,2	100
Q2	21,9	2	75,9	0	23,9	99,8
Q3	0	0	0	99,9	0	99,9

Tabelle 11 : Verteilung Qualitäten Q1a-Q3 auf dominante Qualität DQ

Qges / Qualitäten [%]	Q1a	Q1	Q2	Q3	andere Q	Sum
Q1a	97,6	0,1	1	0,2	1,3	98,9
Q1	53,6	24,7	21,7	0	75,3	100
Q2	20,8	9,1	69,5	0,3	30,2	99,7
Q3	0	0	0	99	0	99

Tabelle 12: Verteilung Qualitäten Q1a-Q3 auf die Gesamtqualität L-Qges

Qualität [%]	DQ	Qges
Q1a	61,2	51,5
Q1	9,4	16,7
Q2	21,7	25
Q3	0,8	0,9
Rest	6,9	5,9
Summe	100	100

Tabelle 13: Gegenüberstellung DQ - L-Qges in Abbauphase 1

Summierend ist erkennbar, dass sich Verwachsungen von Q1a mit Q1 dahingehend am ungünstigsten auswirken, dass der verwertbare Anteil von Q1a stark sinkt.

Der Anteil der Qualität Q1 steigt hingegen zu Lasten Q1a stark an.

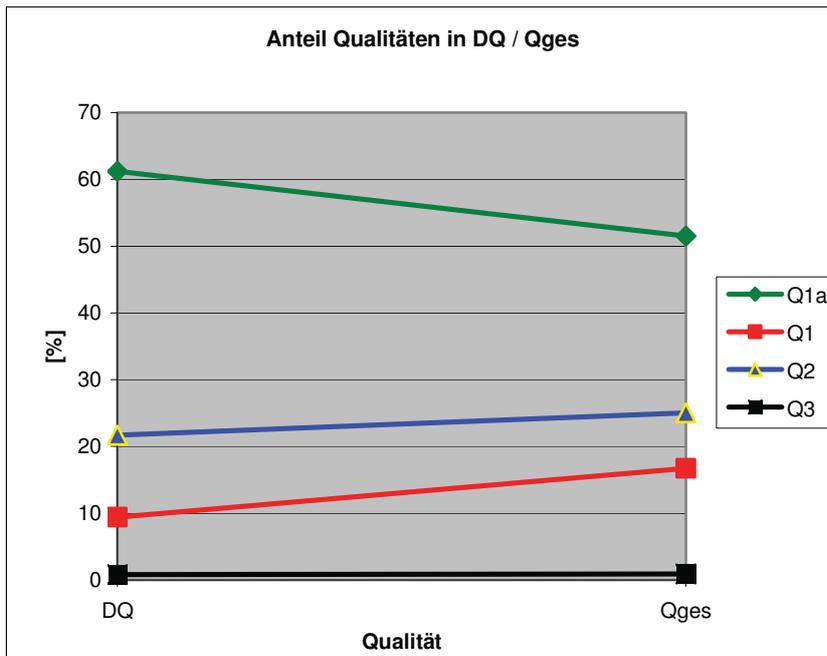


Abbildung 3-6: Anteil Inhalt Qualitäten Q1a-Q3 in DQ / L-Qges

Das Fazit lautet, dass Verwachsungen von der höchstwertigen Qualität Q1a mit den Qualitäten Q1 und/oder Q2 meist zu Lasten von Q1a geht und deren gewinnbare Anteil in der Lagerstätte, respektive das potentielle Ausbringen an Q1a um 16% sinkt.

Da die Qualität Q1a auch jene mit dem höchsten Verkaufserlös ist, sollte bei der Qualitätssteuerung der Focus nach Möglichkeit darauf ausgerichtet sein, die höchstwertige Qualität Q1a möglichst selektiv zu gewinnen.

3.5 Untersuchungen der Abbauphase 2 hinsichtlich Produktpotential

DQ / Qualitäten [%]	Q1a	Q1	Q2	Q3	andere Q	Sum
Q1a	85,9	1,2	12,1	0	13,3	99,2
Q1	0	90	8,7	0	8,7	98,7
Q2	11,6	1,9	86,4	0	13,5	99,9
Q3	0	0	0	0	0	0
0	3,5	2	0	0	5,5	5,5

Tabelle 14 : Verteilung Qualitäten Q1a-Q3 auf dominante Qualität DQ

Qges / Qualitäten [%]	Q1a	Q1	Q2	Q3	andere Q	Sum
Q1a	95,3	1,2	2,5	0	3,7	99
Q1	63,1	10,1	26,8	0	89,9	100
Q2	12,1	3,2	84,1	0	15,3	99,4
Q3	0	0	0	0	0	0

Tabelle 15: Verteilung Qualitäten Q1a-Q3 auf die Gesamtqualität L-Qges

Qualität [%]	DQ	Qges
Q1a	56,7	29,5
Q1	1,2	18,1
Q2	30,6	43,1
Q3	0	0
kein Probengewinn:	11,5	9,3
Summe:	100	100

Tabelle 16: Gegenüberstellung DQ - L-Qges in Abbauphase 2

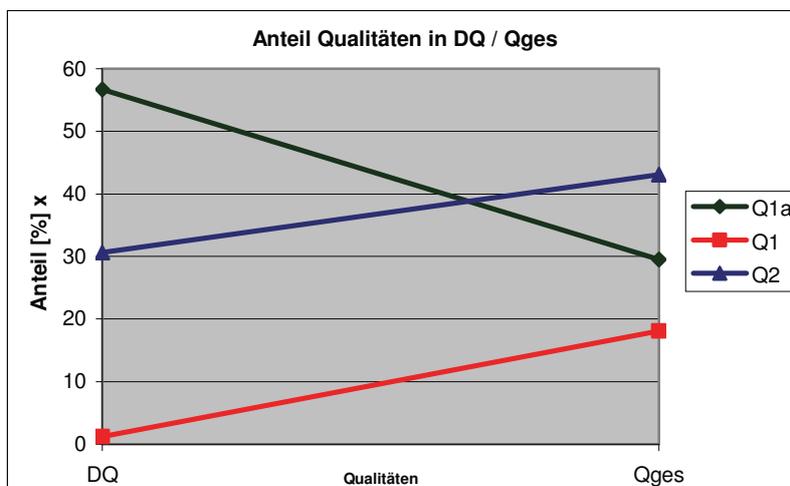


Abbildung 3-7: Anteil Inhalt Qualitäten Q1a-Q2 in DQ / L-Qges

Man sieht, dass Verwachsungen von der höchstwertigen Qualität Q1a mit den Qualitäten Q1 und/oder Q2 zu Lasten von Q1a geht und deren gewinnbare Anteil in der Lagerstätte, respektive das theoretische Ausbringen an Q1a um 47% sinken.

Da die Qualität Q1a auch jene mit dem höchsten Verkaufserlös ist, sollte bei der Qualitätssteuerung der Focus nach Möglichkeit darauf ausgerichtet sein, die höchstwertige Qualität Q1a möglichst selektiv zu gewinnen.

3.6 Untersuchungen der Abbauphase 3 hinsichtlich Produktpotential

DQ / Qualitäten [%]	Q1a	Q1	Q2	Q3	andere Q	Sum
Q1a	91	0,4	8,3	0	8,7	99,7
Q1	0	0	0	0	0	0
Q2	15,1	0,9	83,8	0	16	99,8
Q3	0	0	0	0	0	0
0	1,9	2,5	1,9	0	82,1	99,9

Tabelle 17: Verteilung Qualitäten Q1a-Q3 auf dominante Qualität DQ

Qges / Qualitäten [%]	Q1a	Q1	Q2	Q3	andere Q	Sum
Q1a	98,8	0	0,8	0	0,8	99,6
Q1	71	1,7	27,2	0	98,2	99,9
Q2	15,6	2	82,2	0	17,6	99,8
Q3	0	0	0	0	0	0

Tabelle 18: Verteilung Qualitäten Q1a-Q3 auf die Gesamtqualität L-Qges

Qualität [%]	DQ	Qges
Q1a	56,7	47,8
Q1	1,2	17,6
Q2	30,6	23,8
Q3	0	0
kein Probengewinn:	11,5	10,8
Summe:	100	100

Tabelle 19: Gegenüberstellung DQ - L-Qges in Abbauphase 2

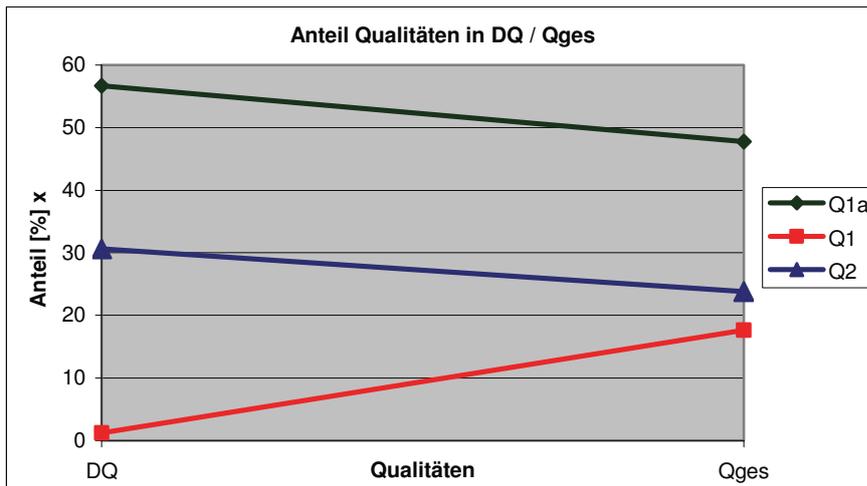


Abbildung 3-8: Anteil Inhalt Qualitäten Q1a-Q2 in DQ / L-Qges

Verwachsungen von der höchstwertigen Qualität Q1a mit den Qualitäten Q1 und/oder Q2 gehen meist zu Lasten von Q1a und deren gewinnbare Anteil in der Lagerstätte, respektive das potentielle Ausbringen an Q1a sinkt um 16%.

Da die Qualität Q1a auch jene mit dem höchsten Verkaufserlös ist, sollte bei der Qualitätssteuerung der Focus nach Möglichkeit darauf ausgerichtet sein, die höchstwertige Qualität Q1a möglichst selektiv zu gewinnen.

Zusammenfassung:

Durch Einführung einer Lagerstättenqualität L-Qges wird, über die Inhaltsanteile der Qualitäten Q1a-Q3 in den Bohrlochabschnitten gerechnet, den einzelnen samplings eine einzige Qualität zugeordnet.

Ein Vergleich zu der in-situ vorliegenden Qualitätsverteilung in den Bohrlöchern (cm – m bereich) zeigt, dass bei Verwachsung / Vermischung der höchstwertigen Qualität Q1a mit anderen der Anteil der höchstwertigen stark abnimmt.

Durchmischungsvorgänge wirken sich also stark negativ auf das theoretische Ausbringen der höchstwertigen Qualität aus der Lagerstätte aus.

3.7 Gegenüberstellung Abbaugebiet TB21 – Abbauphasen 1-3

In Tabelle 20 ist eine Gegenüberstellung der einzelnen Abbauphasen, dem Gesamtabbaugebiet TB21 Schönangerl und der Qualitätsverteilungen in den Bohrungen DM/00, DN, DO, DP, DQ gegeben.

Es ist deutlich erkennbar, dass Phase 2 bezüglich der höchstwertigen Qualität Q1a wesentlich schlechter zu beurteilen ist.

In dem in der Tabelle als Hochqualitätsbereich bezeichneten Bohrareal liegt der Inhalt der höchstwertigen Qualität Q1a um 13% über den Inhaltsanteilen des Gesamtabbaugebietes.

Dies ist darauf zurückzuführen, dass sich im Bereich dieser Bohrungen ein Diabaskörper mit einer vermuteten Mächtigkeit von 30m befindet.

Es ist zu untersuchen, ob und wie eine Verschiebung der Grenze zwischen den Abbauphasen sinnvoll ist, um im Sinne einer Langfristplanung in allen Phasen in etwa dieselbe Verteilung der Qualitäten vorfinden zu können.

Anteile [%]					
Qualität Qges	Phase 1	Phase 2	Phase 3	TB 21 gesamt	DM, DO, DN, DP, DQ
Q1a	51,5	29,5	47,8	42,9	48,3
Q1	16,7	18,1	17,6	17,6	12,7
Q2	25	43,1	23,8	31,2	35,4
Q3	0,9	0	0	0,4	0
Rest	5,9	9,3	10,8	7,9	3,6
Summe	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Tabelle 20: Gegenüberstellung: Qualitätsverteilungen im Gesamtabbaugebiet – Abbauphasen – Bereich Bohrungen DM/00, DO, DN, DP, DQ bezogen auf die Lagerstättenqualität L-Qges

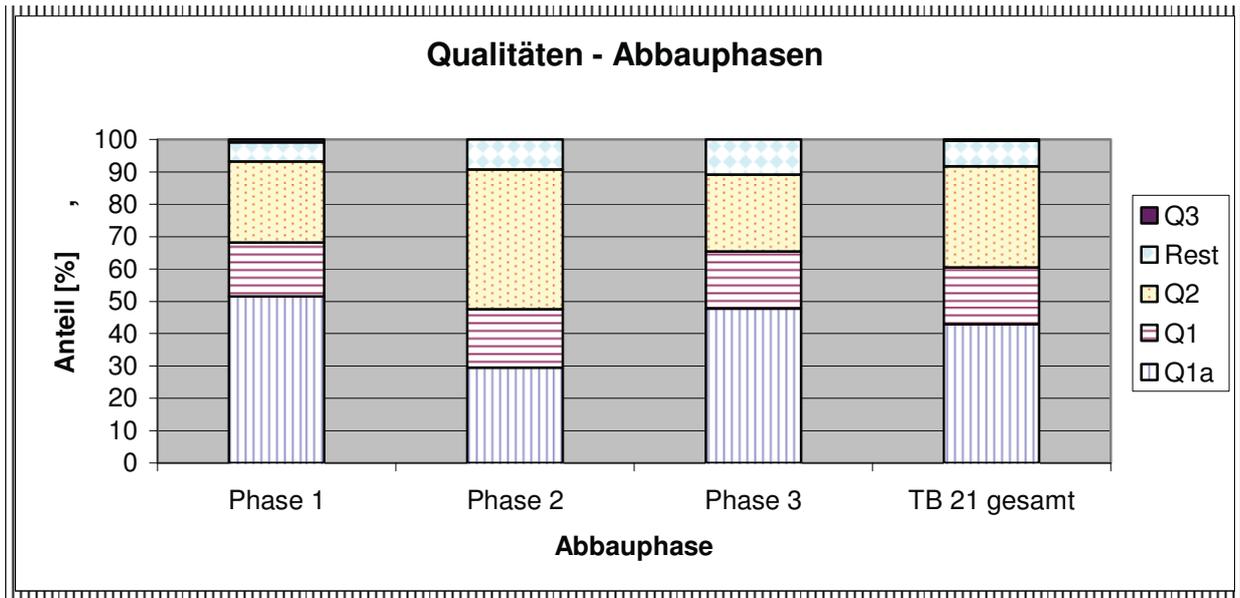


Abbildung 3-9 : Gegenüberstellung Lagerstättenqualität L-Qges im Gesamtabbaugebiet TB21
– Abbauphasen

3.8 Einfluss der Etagenhöhe auf die Qualitätsverteilung

Es wird untersucht wie sich verschiedene Etagenhöhen auf die Qualitätsverteilungssituation der Abschlagsqualität A-Q im Haufwerk auswirken.

Daraus wird eine Empfehlung für eine Etagenhöhe hinsichtlich selektiver Gewinnung abgeleitet.

Wie sich verschiedene Etagenhöhen auf die Qualitätsverteilung im Haufwerk auswirken, wird im nächsten Schritt untersucht.

Die Berechnungen beziehen sich auf alle im Abbaugbiet TB21 befindlichen Bohrungen. Durch Zusammenfassung von mehreren Bohrlochprobenabschnitten zu Abschnitten von 3m bis 25m wurde über die Inhaltsanteile der Qualitäten in den Abschnitten und den Vermischungstoleranzbedingungen (die gleichen wie bei der Definition von L-Qges) den einzelnen Abschnitten eine Gesamtqualität zugewiesen.

Die Berechnungen erfolgten mit der Bergbauplanungssoftware ProMIS der Firma MineIT.

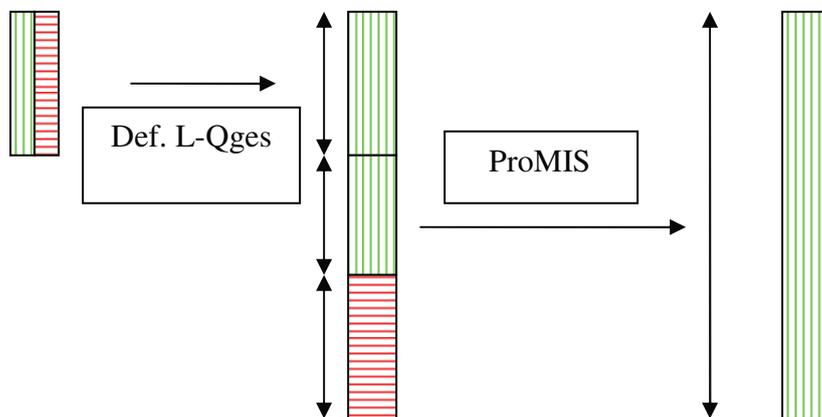


Abbildung 3-10: Zuweisung der in-situ Lagerstättenqualität zu einer L-Qges Lagerstättenqualität von 3m Sampling-Abschnitten und weitere Zusammenfassung zu einer Abschlagsqualität A-Q bei verschiedenen Etagenhöhen

Es zeigt sich, dass die Anteile von Q1a weiter sinken, die Inhalte von Q1 steigen deutlich an. Die Inhalte von Q2 nehmen nur leicht und unbedeutend zu.

Die Anteile von Q1a und Q1 liegen bei 3m Abschnitten mit 36% und 31% schon deutlich unterschiedlich von der L-Qges Betrachtung (Q1a=42,9% und Q1=17,6%), da ja im Abbaubereich TB21 nur 81% der Probenabschnitte eine Länge von 3m aufweisen.

Bei 20m weist Q1a ein Minimum und Q1 ein Maximum auf, Q1a steigt bei größer als 20m bis 30m wieder deutlich an, Q1 sinkt ebenso deutlich.

Dies kann auf den vermuteten Diabaskörper mit 30m Mächtigkeit im Bereich der Bohrungen DM/00, DN, DO, DP, DQ zurückgeführt werden.

Es kann die Aussage getroffen werden, dass bezüglich potentiell Ausbringen an Q1a in der Gewinnung kleine Etagenhöhen gegenüber großen Etagenhöhen deutlich zu favorisieren sind.

Im Tagebau 21 sind in den Verwachsungszonen also Etagenhöhen von etwa 10m deutlich günstiger als 15m Etagenhöhen zu beurteilen.

Wirtschaftlichkeitsbetrachtungen der einzelnen Etagenhöhen werden in Kapitel 8 Tagebauszuschnitt angestellt.

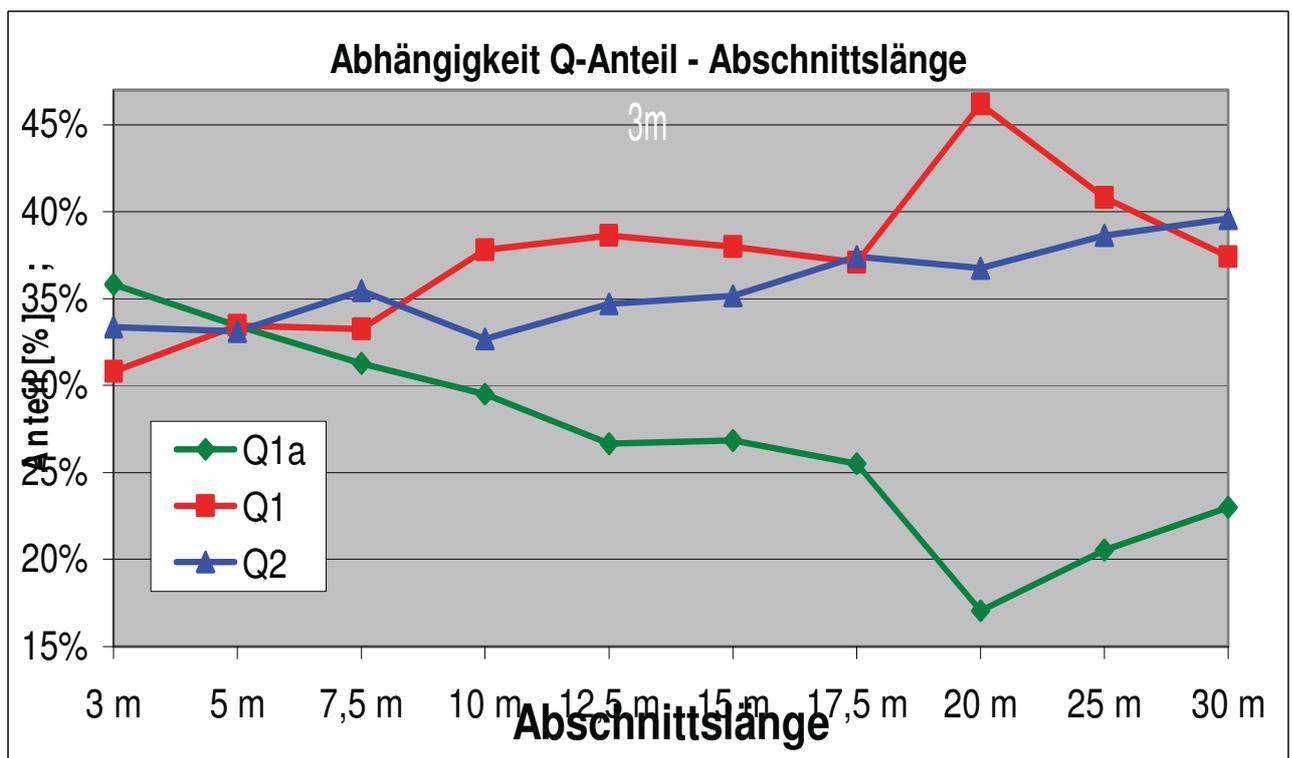


Abbildung 3-11 Veränderung der Qualitätsinhalte mit der Abschnittslänge

3.9 Bereiche mit Möglichkeit einer selektiver Gewinnung

Im Anhang B sind folgende SURPAC Plots vorhanden:

B 1.1 Bereich Q1a hoch (Anteil Q1a>90%)

B 1.2 Bereich Q1a DM/00, DN, DO, DP, DQ

B 1.3 Bereich Q2 hoch (Anteil Q2>90%)

B 1.4 Bereich A-Q = 10m (Abschlagsqualitätsverteilung bei 10m Bohrlochabschnitten=10m Etagenhöhe)

Bereiche mit Anteil Q1 >90% sind kaum vorhanden und werden deshalb nicht dargestellt.

Plot B 1.1 und B 1.2 zeigen Bereiche mit einem hohen Anteil der Qualität Q1a, die genaue Erstreckung nach Teufe und Horizontalausdehnung ist nicht bekannt und ersichtlich.

In diesen Bereichen sind Etagenhöhen größer als 15m theoretisch denkbar, da der vermutete Diabaskörper eine Mächtigkeit von bis zu 35m aufweist.

Ein Wechsel der Etagenhöhen in kleinräumigen Bereich wird aber nicht durchführbar sein.

Es ist zu beachten, dass es sich bei diesen Ansichten um Betrachtungen der Qualitätsbereiche handelt und zwischen dem Gesteinsinventar nicht unterschieden wird.

3.9.1 Möglichkeiten selektiver Gewinnung in Vermischungsbereichen

1. Optische Vorsortierung

Aus Erfahrungen im rezenten Tagebau Hinterburg kann abgeleitet werden, dass eine optische Vorsortierung mittels Hydraulikbagger stattfinden kann.

Hauptsächlich der Phyllitanteil im Hauwerk kann dadurch mit sehr gutem Erfolg vorsortiert werden.

Es liegen keine Daten über Wirtschaftlichkeit und Zeitaufwand vor.

2. Sprengtechnische Maßnahmen

Durch sprengtechnische Maßnahmen und Änderung der Abschlaggeometrie kann unter Umständen eine selektive Gewinnung in Vermischungszonen ermöglicht werden.

Abb.3-12 zeigt, dass bei einer Einreihensprengung hohe Vermischungen des gesamten Abschlages auftreten.

Bei einer Mehrreihensprengung werden Vermischungen hauptsächlich im Bereich der freien Fläche eintreten. Mittels Hydraulikbagger ist in den hinteren Reihen eventuell eine Trennung der unterschiedlichen Bereiche möglich.

Eine genaue Kenntnis über die Lage der Qualitäten ist aber erforderlich.

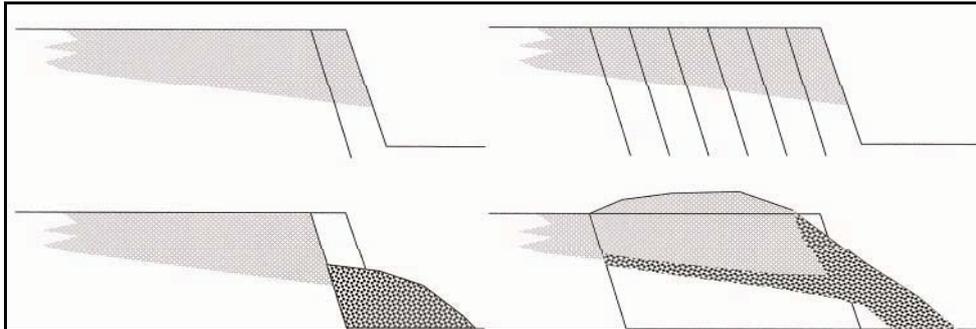


Abbildung 3-12: Selektive Gewinnung durch Mehrreihensprengung und Anpassung Abschlaggeometrie³

3.10 Horizontale und vertikale Kontinuität

Die Möglichkeit der Erstellung einer Lagerstättenmodells wird diskutiert.

Dazu wird die horizontale und vertikale Homogenität der Lagerstätte untersucht und daraus eine Aussage über die Prognosegenauigkeit abgeleitet.

Es wird die horizontale und vertikale Homogenität der gesamten Lagerstätte Schönangerl untersucht.

Eine Aussage über die Möglichkeit und Prognosesicherheit kann anhand nachfolgender Berechnungen getätigt werden.

Abbildung 3-13 zeigt die Abschnittslängen von Bereichen gleicher Qualität.

80% der Abschnitte gleicher Qualität liegen in der Längensklasse 0 bis 10m.

Dies weist auf einen sehr kleinräumigen Wechsel der Formationen in der Vertikalen hin, es muss mit einem Qualitätswechsel innerhalb von 10m gerechnet werden.

³ Oberndorfer T.: Skriptum Tagebautechnik, MU Leoben, 2003

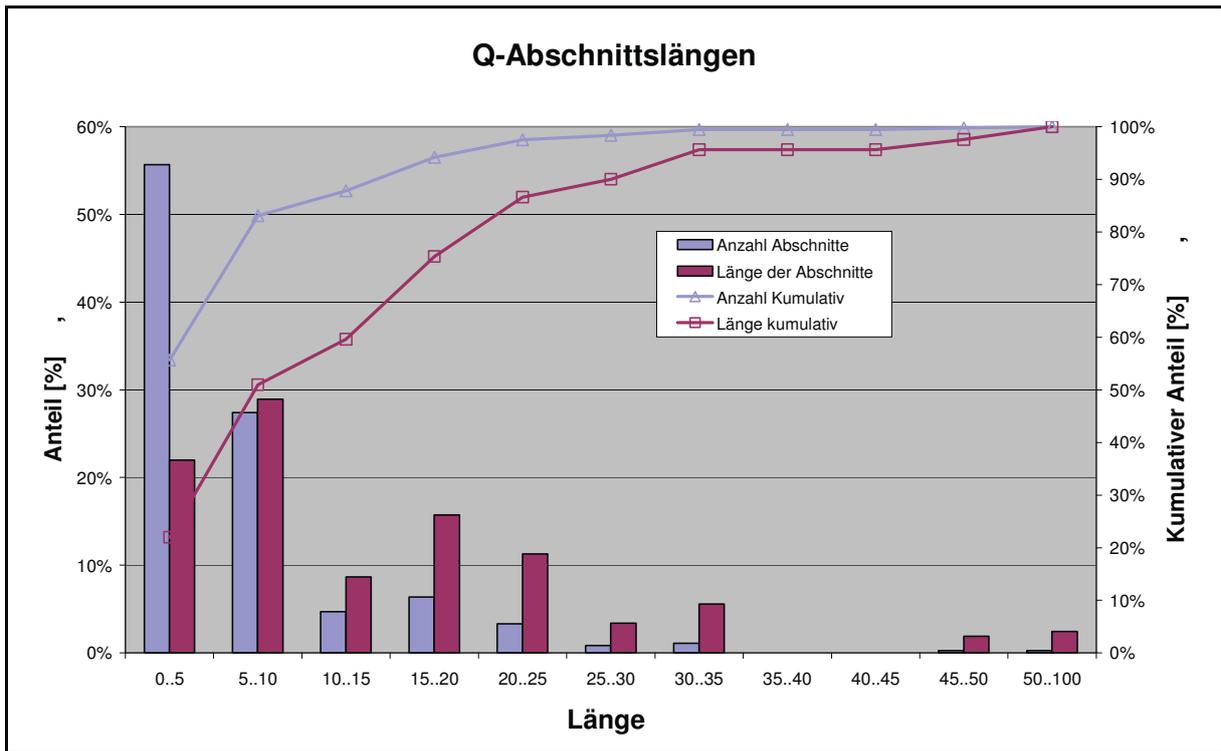


Abbildung 3-13: Abschnittslängen gleicher Qualität

Abbildung 3-14 zeigt die Abschnittslängen gleicher Qualität nach den einzelnen Qualitäten aufgeschlüsselt.

In der Klasse 0 bis 10m befinden sich über 40% der Q1a-Abschnitte, 80% der Q1-Abschnitte und über 50% der Q2-Abschnitte.

Dies bestätigt die getroffene Aussage, weiters können geringfügig mächtigere Q1a-Abschnittslängen prognostiziert werden.

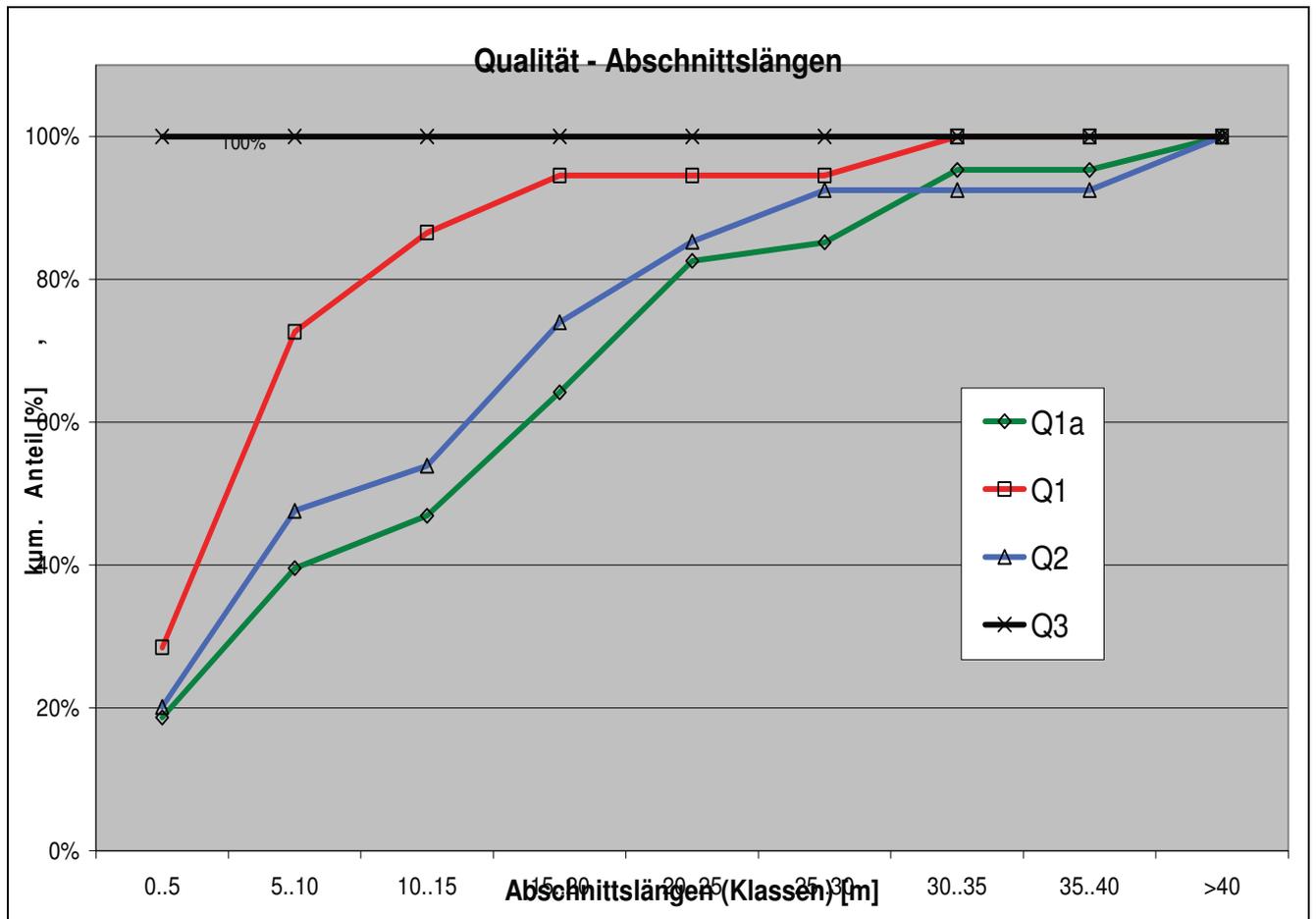


Abbildung 3-14: Qualitäten - Abschnittslängen

In Abbildung 3-15 wird ein 65% Bereich einer Normalverteilung betrachtet, es bestätigt sich die Aussage, dass die Q1a Qualitäten im Vergleich zu den anderen Qualitäten im Durchschnitt mit knapp 8m geringfügig mächtiger sind.

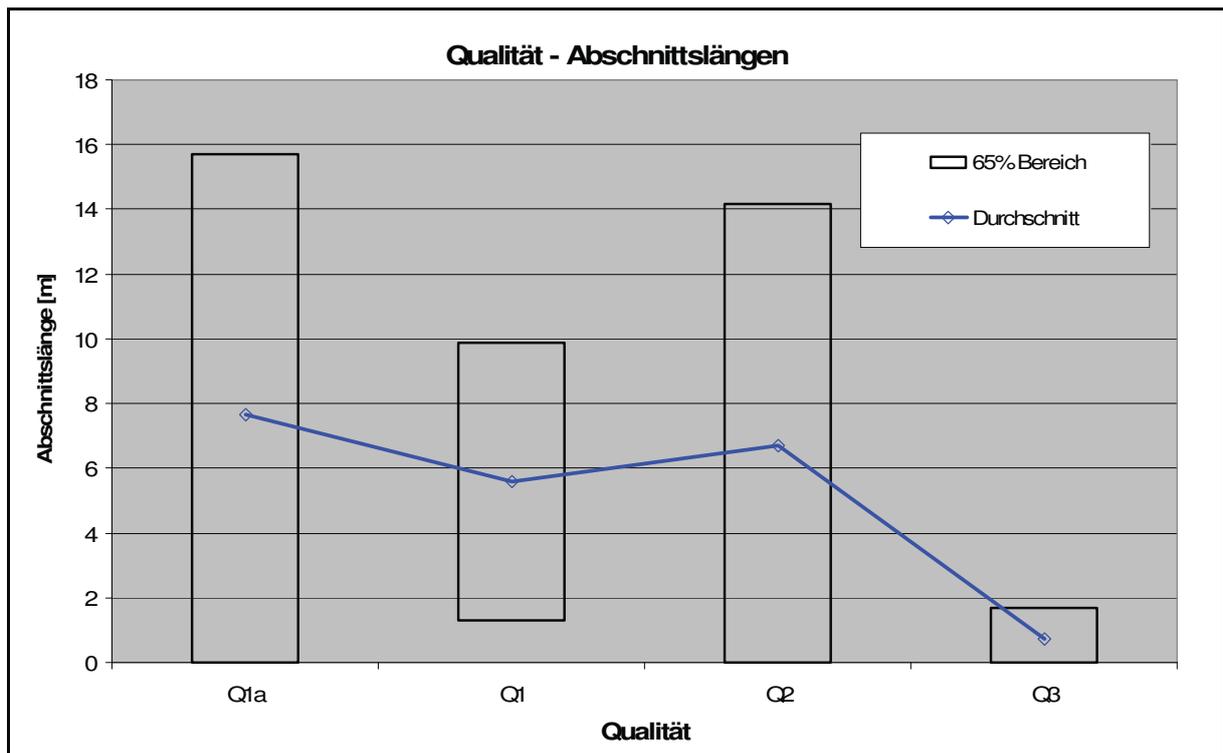


Abbildung 3-15: Qualität Abschnittslängen 65% Normalverteilungsbereich

Im vertikalen Bereich kann also ein Formationswechsel im 10m Bereich stattfinden.

Im nächsten Schritt wird die Homogenität der Lagerstätte im Horizontalbereich untersucht.

Für Abbildung 3-16 wurden 10m Schnitte, also einer 10m Etage entsprechende

Horizontalschnitte, durch die Lagerstätte gelegt.

Die einzelnen Bohrlöcher wurden innerhalb eines gewissen Horizontalabstandes bezüglich eines Qualitätswechsels verglichen.

Es zeigt sich, dass schon in einem Bereich kleiner 20m die Wahrscheinlichkeit einer gleich bleibenden Qualität bei nur 37% liegt, die Wahrscheinlichkeit eines Qualitätswechsels also bei 63% liegt.

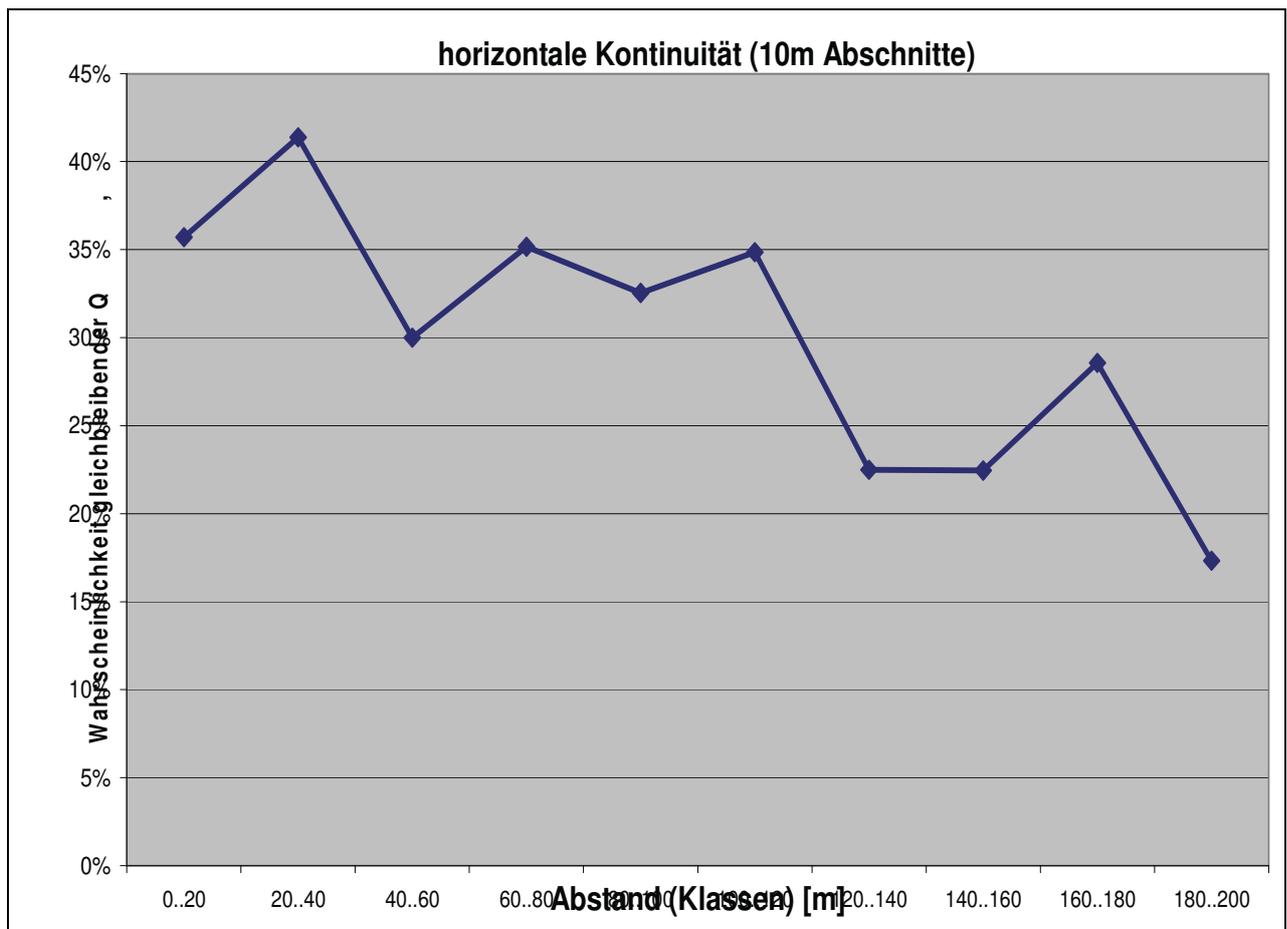


Abbildung 3-16: Horizontale Kontinuität

In Variogrammdarstellungen wurden die Inhalte der einzelnen Qualitäten dargestellt.

Da sich für alle Qualitäten in etwa dieselbe Tendenz zeigt, wird nur das Variogramm für Q1a dargestellt.

Bei Darstellung der originalen Beprobung zeigen sich ein deutlicher Nuggetdefekt und keine Variogrammfunktion.

Bei Darstellung der Q1a Inhalte in 10m Abschnitte zeigen sich ebenfalls ein deutlicher Nuggetdefekt und eine Andeutung einer Variogrammfunktion bis etwa 50m.

Danach ist ein wellenförmiger Verlauf mit einer halben Wellenlänge von 50m erkennbar.

Dies kann als ein im Horizontalen stattfindender Wechsel im 50m Bereich bezüglich der Q1a Qualität interpretiert werden.

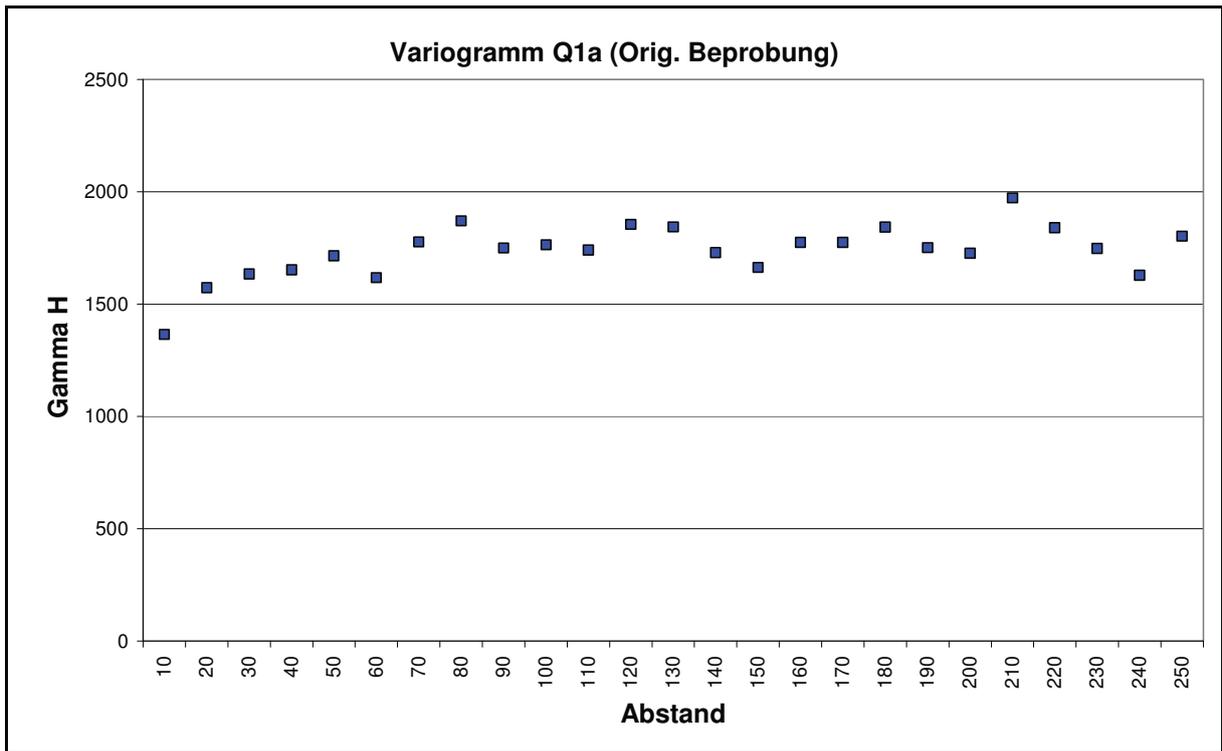


Abbildung 3-17: Variogramm Q1a

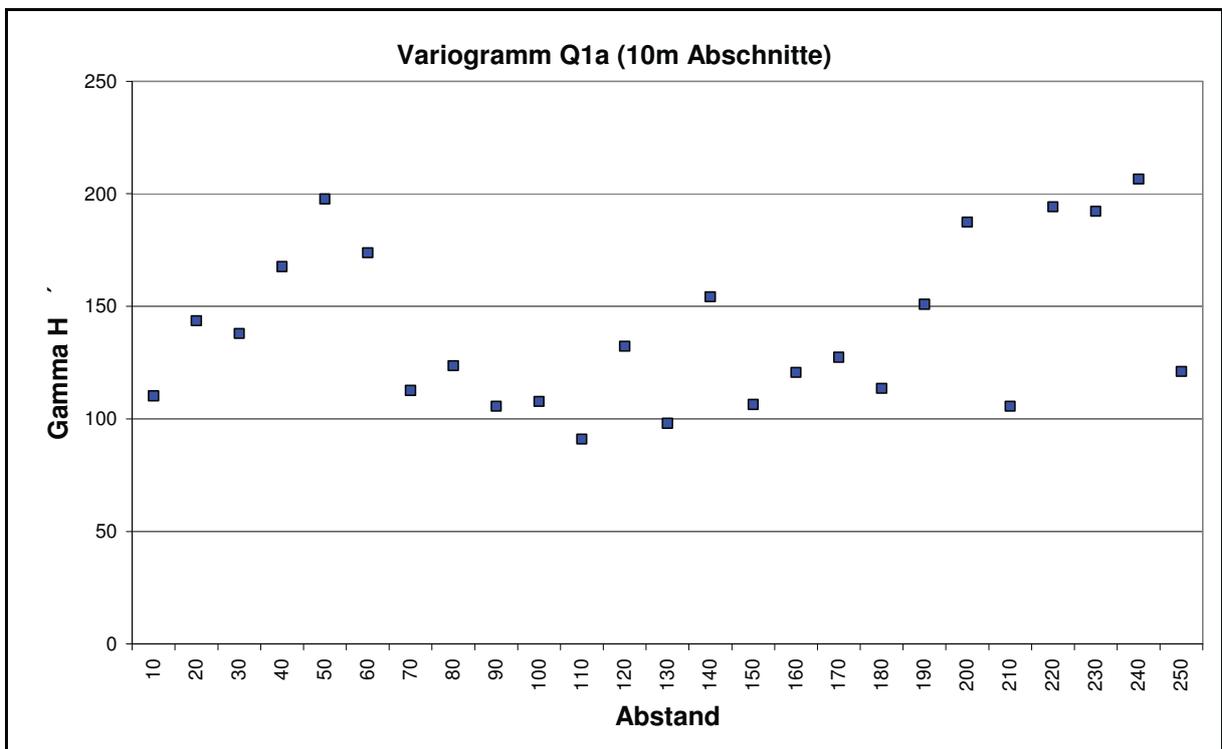


Abbildung 3-18: Variogramm Q1a bei 10m Abschnitten

Zusammenfassung:

Bei der Lagerstätte Schönangerl handelt es sich um eine sehr komplexe und inhomogene Lagerstätte, ein Qualitätswechsel kann sowohl vertikal als auch horizontal sehr kleinräumig im 10'er Meter Bereich auftreten.

Diese geologisch-tektonischen Verhältnisse können als typisch für den Bereich der NGZ (Nördlichen Grauwackenzone) und speziell für den Biberg angesehen werden.

3.11 Möglichkeiten der Erstellung eines Lagerstättenmodells:

Aufgrund der komplexen Lagerstättensituation kann ein Lagerstättenmodell nur in Teilbereichen und auch da nur mit einer sehr geringen Prognosesicherheit erstellt werden. Die Instrumente der Geostatistik sind in diesem Lagerstättentyp aus mehreren Gründen nicht anwendbar:

Keine Abgrenzung der Schichtgrenzen im Raum

Interpolationen zwischen den Bohrlöchern liefern kein zuverlässiges Ergebnis

Interpolation über Schichtgrenzen hinaus nicht erlaubt

Extrapolation in den Randbereichen nicht zuverlässig

Keine eindeutigen Parameter wie Gehalte definierbar

3.12 Vorschläge für weiterführende Untersuchungen und begleitende Maßnahmen

Durch weitergehende Untersuchungen in der Betriebsphase kann versucht werden, die geologischen Daten über die Lagerstätte zu verfeinern.

Folgende Lösungsmöglichkeiten werden hinsichtlich Kosten und Durchführbarkeit als vernünftig eingeschätzt:

1) Auswertung der Bohrgeschwindigkeit

Die Erfahrungen im Betrieb Hinterburg zeigen, dass Q1 Qualitäten (Diabas, Quarzit) und Q2 Qualitäten (Grauwacke) deutlich unterschiedliche Bohrgeschwindigkeiten aufweisen.

Diese Möglichkeit ist als absolut kostengünstig zu bezeichnen, da moderne Bohrraupen in der Lage sind, sämtliche Informationen während des Bohrbetriebs digital aufzuzeichnen.

Die Daten können über ein Datenbanksystem (z.B. *ProMIS*, *MS Access*) schnell und kostengünstig ausgewertet und in *Minex Surpac* oder *Quarry* visualisiert werden.

Somit stehen dem Geologen zusätzliche Informationen zur Verfügung die im Laufe der Zeit zu einem besseren Bild der Lagerstätte führen.

Eine Sprengbohrloch-Schmantanalyse ist generell zeit- und kostenmäßig schwierig:

Für eine ausreichende Qualitätseinstufung eines Abschlages über das Bohrschmantmaterial müsste dieses beprobt und zunächst gesiebt werden.

Eine rein mikroskopische Ansprache des Bohrschmantmaterials für die Gewinnungssprengungen ist auch möglich und liefert gute Ergebnisse, ist aber ebenfalls als aufwändig zu bezeichnen, da auch hier das Bohrklein zunächst gesiebt, gewaschen und (per Ultraschallbad) gereinigt, getrocknet und dann mittels Binokular fachmännisch ausgewertet werden muss.

Eine Siebanalyse des Bohrschmantmaterials („weiche“ Gesteine werden schneller zerrieben und weisen ein kleineres Korngrößenspektrum als „harte“ Gesteine auf) wäre als vereinfachtes Analyseverfahren und Indikator unter Umständen denkbar.

Als regelmäßige begleitende Maßnahme wird eine Beprobung und Vergleich der Förderqualitäten in die Lager und Verkaufsqualität nach dem Aufbereitungsprozess empfohlen.

4 Vorgehensweise bei der Qualitätsansprache und Qualitätssteuerung / Mischung

Die Vorgehensweise der Qualitätsansprache im Tagebau und verschiedenen mögliche Vorgehensweisen bei der Qualitätssteuerung werden erklärt und diskutiert.

Qualitätsansprache:

Im Regelbetrieb erfolgt die Qualitätsansprache an der Bruchwand bzw. am Haufwerk rein makroskopisch auf Grundlage von vorher festgelegten Homogenbereichen. Diese Praxis wird bereits im Hinterburgbruch seit Jahren durchgeführt. Eine exakte Qualitätsbestimmung nach erfolgtem Abschlag im Haufwerk, vor der Abförderung in die Vorsortierung und Zwischenlager bzw. in die Produktion, ist bisher nicht möglich, da genauere Qualitätsuntersuchungen (LA-Wert und PSV Wert Bestimmung etc.) zu zeitaufwändig bzw. aufgrund fehlender Zerkleinerungsmöglichkeiten für die Prüfkörnungen nicht möglich sind.

Aufgrund von Erfahrungswerten der Mitarbeiter (Bruchmeister bzw. Produktionsleiter) erfolgt eine Einstufung der Qualitäten bereits vor dem Abschlag und somit ist bereits die Abförderung auf das jeweilige Zwischenlager festgelegt.

Die Abförderung des Wertgesteins erfolgt getrennt nach den Qualitäten (Q1a, Q1, Q2).

Die größte Fehlerquelle bei dieser Vorgangsweise liegt in der Natur des Menschen. Durch Mitarbeiterschulung und Qualitätsansprache durch Fachleute (Geologe) liefert diese Vorgangsweise, wie die Erfahrungen im Hinterburgbruch zeigen, gute Ergebnisse.

Qualitätssteuerung und Vergleichsmässigung:

Bei hochwertigen Edelbrechprodukten (Edelsplitte und -schotter) wird folgendes praktiziert:

Die getrennt gewonnenen und abgeförderten Qualitäten (Q1a, Q1, Q2) werden für das jeweilige Produkt (z.B. EBK 1) soweit zusammengemischt bzw. aufbereitet, dass die Güteanforderungen (LA und PSV Wert) noch ausreichend erfüllt werden können. Für Gleisschotter wird etwa eine Mischung aus Q1a bzw. Q1 (das jeweils die Güteanforderungen für Gleisschotter hervorragend erfüllt) mit Anteilen an Q1/Q2 hergestellt, um beim LA-Wert <22 liegen zu kommen (unter Berücksichtigung der weiteren Güteanforderungen wie Frostbeständigkeit etc.). Sollten besonders hochwertige Schotter benötigt werden, wird die Mischung angepasst bzw. nur hochwertiges (Q1) bzw. höchstwertiges (Q1a) Material benutzt. Die Herstellung der "Mischungen" erfolgt jedoch erst in der Aufbereitung, die einzelnen Qualitäten werden möglichst sortenrein im Tagebau gewonnen und getrennt abgefördert und zwischengelagert. Eine sortenreine (homogenen Qualität) Gewinnung im Tagebau ist jedoch, wie bereits im vorhergehenden Kapiteln diskutiert, nicht immer möglich. Befindet sich ein Abschlag vollständig in einer geologischen Einheit (z.B. Diabas), ist bis auf alterierte Bereiche (Kluftfüllungen etc.) eine reine Gewinnung möglich, werden in einem Abschlag unterschiedliche Gesteinsarten (Kontakt Diabas/Metasedimente oder Wechselfolge von Metasedimenten mit unterschiedlichen Qualitäten) angetroffen, tritt bereits im Haufwerk eine erste Vermischung von Qualitäten auf, die bei der Produktion zu berücksichtigen sind.

Wie die Erfahrungen im Hinterburgbruch zeigen, ist die Produktion mit anhaltend gleichen (Verkaufs-)Qualitäten sehr schwierig und erfordert eine ständige Überwachung und Vergleiche der Förderqualitäten aus der Lagerstätte mit den Verkaufqualitäten.

Für die Vorgehensweise in der Qualitätssteuerung können grundsätzlich folgende unterschiedliche Denkweisen unterschieden werden:

- 1) Tagebau liefert Qualitäten sortenrein an Zwischenspeicher, Aufbereitung zieht erforderlichen Mengenverhältnisse ab.
Gefordertes Mengenverhältnis längerfristig einzuhalten.

Vorteil:

- Bessere Steuerbarkeit des Prozesses (auch durch Vergleich und Beprobung Tagebau-Lager-Aufbereitung)

Nachteil:

- Hohe Anforderungen an Qualitätsansprache und Qualitätssteuerung im Tagebau

- 2) Qualitäten werden direkt im Tagebau entsprechend den Anforderungen der Aufbereitung „gemischt“ und auf die entsprechenden Lager gefördert

Vorteil:

- Geringere Anforderungen an Qualitätssteuerung im Tagebau

Nachteil:

- Mischungsvorgang im Tagebau schwieriger zu kontrollieren

Bei den Diabaswerken wird angestrebt, die Qualitäten selektiv und möglichst sortenrein vom Tagebau in die Zwischenlager zu fördern.

5 Aufbereitung

In der BLTB21 Datenbank wird eine Aufbereitungsqualität QAufb eingeführt, die die Möglichkeit einer erweiterten Aufbereitungslinie und Einsatz einer Friktionsmühle berücksichtigt.

Ein detailliertes Aufbereitungsschema ist im Anhang E Aufbereitung zu finden.

Der Kubizierer / Friktionsmühle dient zur Qualitätsverbesserung des Produktes Eisenbahnschotter K I.

Die Durchsatzleistung der Friktionsmühle und des Stangensiebes liegt bei 100 t / h.

Die Kosten dieser erweiterten Aufbereitungslinie liegen bei 0,6 € / t.

Zum Zeitpunkt der Verfassung der vorliegenden Diplomarbeit werden im Betrieb noch Aufbereitungsversuche mit der Anlage gefahren.

Die nachfolgenden Tabellen geben einen Überblick über die Produktionsmengen und Gewinnungsverluste auf Basis der derzeitigen Aufbereitungssituation:

	t/a	%	
Gesamt Abbaumenge	912000	100,0	
Gesamt Verkauf Q1	555000	60,9	
Gesamt Verkauf Q2	300000	32,9	
<i>Wiederbefüllung TB Hinterburg</i>	<i>57000</i>	<i>6,3</i>	<i>Aufbereitungsberge</i>
Gesamt Verkauf	855000	100,0	

Tabelle 21: Produktionsmengen und Verluste

Die Verluste (Aufbereitungsverluste der Vorsortierungsanlage), welche zur Gänze der Qualität Q1 zugeordnet werden können, werden zur Wiederbefüllung im Tagebau Hinterburg verwendet.

Es zeigt sich, dass mit der Friktionsmühle hauptsächlich grenzwertige Gesteinqualitäten, insbesondere Mischqualitäten Q1 und Q2 aus eng wechsellagernden Tonschiefer-/Grauwacke- und Quarzitfolgen (typische Turbiditablagerungen mit invers gradierten Ablagerungen, BAUMA Sequenzen) auf eine höchstwertige Verkaufsqualität gebracht werden können (Gleisschotter I und II).

Das Stangensiebfeingut <20mm und Gesteine mit Tonschieferanteilen >10 % können noch für die Produktion der Verkaufsqualität Q2 verwendet werden.

Der Einsatz der Friktionsmühle / Kubizierer würde somit eventuell die Möglichkeit bieten in der Abbauphase 1, Abbaubereich Süd-West bis auf eine Höhe von 1470m abzubauen.

Um dies genauer beurteilen zu können, sind jedoch während der Betriebsphase 1 genauere Untersuchungen notwendig.

Es könnte größenordnungsmäßig 5 Mio. t zusätzliches Rohgut gefördert werden.

Der limitierende Faktor ist die Durchsatzleistung der Friktionsmühle.

Diese Vorgangsweise würde aber den Renaturierungserfolg (Verlegung Biotop Schönangerl) und die Möglichkeiten der Landschaftsgestaltung beeinträchtigen.

Anteile [%]					
Qualität Qges	Phase 1	Phase 2	Phase 3	TB 21 gesamt	DM, DO, DN, DP, DQ
Q1a	51,5	29,5	47,8	42,9	48,3
Q1	16,7	18,1	17,6	17,6	12,7
Q2	25	43,1	23,8	31,2	35,4
Q3	0,9	0	0	0,4	0
Rest	5,9	9,3	10,8	7,9	3,6
Summe	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Tabelle 22: Verteilung der Lagerstättenqualitäten L-Qges in der „Phaseneinteilung Alt“

Anteile [%]					
Qualität Qges	Phase 1	Phase 2	Phase 3	TB21 gesamt	DM, DO, DN, DP, DQ
Q1a	53,6	34	47,4	42,9	48,3
Q1	18,6	21	21,8	17,6	12,7
Q2	21,9	37,2	19,4	31,2	35,4
Q3	1,4	0	0	0,4	0
Rest	4,5	7,8	11,4	7,9	3,6
Summe	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Tabelle 23: Verteilung der Lagerstättenqualitäten L-Qges in der „Phaseneinteilung Neu“

Anteile [%]					
Qualität Qges	Phase 1	Phase 2	Phase 3	TB 21 gesamt	DM, DO, DN, DP, DQ
Q1a	50,5	36,8	47,4	42,9	48,3
Q1	19,8	20,2	21,8	17,6	12,7
Q2	23,4	35,5	19,4	31,2	35,4
Q3	1,4	0	0	0,4	0
Rest	4,9	7,5	11,4	7,9	3,6
Summe	100	100,0	100,0	100,0	100,0

Tabelle 24: Verteilung der Lagerstättenqualitäten L-Qges in der „Phaseneinteilung Neu“ mit Erhöhung der Generalneigung auf 50°

Eine Erhöhung der Generalneigung auf 50° ist in gebirgsmechanischer Hinsicht aufgrund Erfahrungen im rezenten Steinbruch Hinterburg durchaus denkbar, weitergehende Untersuchungen wären allerdings notwendig.

Eine derartige Erhöhung könnte aber den Erfolg der Renaturierungsmaßnahmen erschweren und beeinträchtigen.

Die Gegenüberstellung zeigt die Volumen und Massen in Abbauphase 1 und Abbauphase 2 bei der neuen und alten Abbaugrenze.

Qualität	Phase 1		Phase 2	
	Volumen [m ³]	Masse [t]	Volumen [m ³]	Masse [t]
Q1a	2.152.040	6.025.712	1.649.595	4.618.866
Q1	746.790	2.091.012	1.018.868	2.852.829
Q2	879.285	2.461.998	1.804.851	5.053.583
Rest	236.885	663.278	378.437	1.059.622
Gesamt Phase neu	4.015.000	11.242.000	4.851.750	13.584.900
Gesamt Phase alt	4.466.000	12.504.800	4.400.750	12.322.100

Tabelle 25: Massen und Volumen in Abbauphase 1 und Abbauphase 2

Tabelle 26 und Abbildung 6-2 zeigen, dass die maximale offene Fläche in der Abbauphase 2 auf über 13 ha ansteigen würde.

Flächenentwicklung			
Jahre	[ha] offen	[ha] rekultiviert	[ha] gesamt
5	4,4	0,6	5
10	5,4	1,3	6,7
15	5,4	7,1	12,5
20	10,1	10,4	20,5
25	11,9	10,5	22,4
30	13,7	10,6	24,3

Tabelle 26: Flächenentwicklung bei Verschieben der Abbaugrenzen Phase 1 – Phase 2

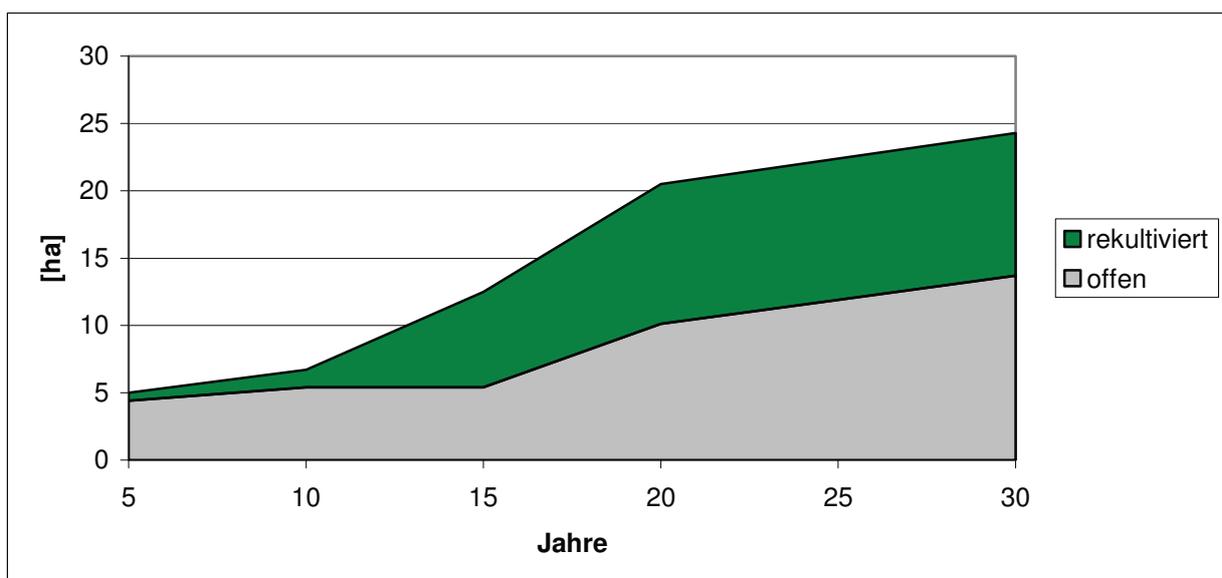


Abbildung 6-2: Flächenentwicklung bei Verschieben der Abbaugrenzen Phase 1 – Phase 2

Dies erfordert entweder eine behördliche Genehmigung oder müsste durch temporäre Renaturierungsmaßnahmen (schnell wachsende Gräser – Hydrosaatmethode) kompensiert werden.

Bei den derzeitigen Randbedingungen, wie Tagebaugrenzen und maximal offene Fläche, kann eine deutliche qualitätsmäßige Anpassung der Phase 2 allein nur durch Verschieben der Phasengrenzen nicht erreicht werden.

Um in der Abbauphase 2 mögliche Schwierigkeiten hinsichtlich der Produktionskapazität an Q1-Qualitäten zu vermeiden, muss eventuell eine aufbereitungstechnische Lösung angestrebt werden oder die zeitliche Entwicklung der Phase 2 vorverlegt werden (teilweise parallele Entwicklung Phase 1 und Phase 2). Dies würde allerdings Nachteile bezüglich Kosten und der offenen Fläche mit sich bringen.

7 Bergbauanlage Sturzschacht

Die Durchmischungssituation der Qualitäten im Sturzschacht wird erörtert. Es folgen Investitionsbetrachtungen verschiedener Sturzschachtvarianten und ein Vergleich unterschiedlicher Sturzschachtpositionen.

7.1 Allgemeines

„Im Zuge des Tagebauprojektes TB21 ist die Förderung des Rohgutes vom Abbaugbiet TB21 / Schönangerl bis zur Vorsortierungsanlage im Tagbau Hinterburg untertage über Sturzschächte und 2 Förderstollen geplant.

Die Sturzschächte A, im Abbaugbiet Schönangerl gelegen, welche nicht mit Beton ausgebaut werden, unterliegt einem mehr oder weniger hohen Verschleiß. Die Lebensdauer der Sturzschächte wird mit ca. 5,0 Mio. t Förderleistung angenommen. Rechtzeitig vor dem Versagen des Sturzschachtes wegen zu hohen Verschleißes wird ein neuer aufgefahren. Dies hat auch den Vorteil, dass der Standort des Sturzschachtes (ideal wäre das Zentrum des jeweiligen Abbaugbietes) entsprechend der Entwicklung der Abbaufäche angepasst werden kann. Aus diesem Grund werden über die gesamte Lebensdauer der Lagerstätte ca. 6 Sturzschächte notwendig sein. Abhängig vom Verschleiß und der Geologie im Bereich der Sturzschächte können aber auch mehr oder weniger Sturzschächte für das Abbauvorhaben benötigt werden. Es sind maximal 2 Sturzschächte zur selben Zeit im Einsatz, vor allem während der Wechselphase zwischen Abbauphase 1 und 2, sind zwei Sturzschächte A (Sturzschacht A(2) und Sturzschacht A(3)) gleichzeitig in Betrieb.

Die Sturzschächte weisen je nach Abbaufortschritt eine Teufe zwischen 240m – 110 m auf.“

Technischer Bericht der Bergbauanlage Sturzschacht, Diabaswerk Saalfelden, 2003

7.1.1 Das Fließverhalten von Schüttgütern:

Schüttgüter weisen gegenüber Flüssigkeiten ein sehr verschiedenes Bewegungsverhalten auf. Eine Flüssigkeit in Ruhe kann keine Scherkräfte übertragen und der Druck nimmt linear mit der Tiefe zu und ist nach allen Richtungen gleich.

Ein Schüttgut kann dagegen beliebig geformte Oberflächen mit Neigungsflächen bis zu seinem natürlichen Böschungswinkel ausbilden.

Ein Schüttgut kann Scherkräfte übertragen, der Druck ist von der Richtung abhängig und ist beim Füll- und Entleervorgang unterschiedlich.

Da Schüttgüter keine oder nur geringe Zugkräfte übertragen können, sind sie auch nicht mit der Festkörpermechanik beschreibbar.

Es können also weder die Gesetzmäßigkeiten der Fluid- noch der Festkörpermechanik angewandt werden.

Schüttgüter können am ehesten mit den Gesetzen der Bodenmechanik beschrieben werden.

Im Gegensatz zur Bodenmechanik ist es hier das Ziel einen Fließzustand zu erreichen, die Bildung von Brücken und toten Zonen soll vermieden werden.

Scherversuche liefern folgende Kennwerte:

Inneren Reibungswinkel für beginnendes und stationäres Fließen, Zug- und Druckfestigkeit, Kohäsion in Abhängigkeit von der Schüttgutdichte, Reibungswinkel zwischen Schüttgut und Wandverkleidung.

Es ist ein Fließkriterium aufzustellen, aus der Bodenmechanik ist die Mohr-Coulombsche Beziehung

$$\tau \geq c + \sigma \cdot \tan \varphi \quad \text{bekannt. (Grenzbedingung für Bewegungsversagen)}$$

T...Schubspannung [N/mm²]

c...Kohäsion (auf Haftkräften beruhende Scherwiderstand bei $\sigma=0$) [N/mm²]

σ ...Normalspannung [N/mm²]

φ ...Winkel der inneren Reibung [°]

Das Rohgut kann folgende Probleme im Sturzsacht verursachen:

Brückenbildung: ein stabiles Gewölbe bringt den Rohgutfluss zum Erliegen



Abbildung 7-1: Brückenbildung im Sturzsacht / Silo

Schachtbildung: nur das Rohgut zentral über dem Austrag tritt aus



Abbildung 7-2: Schachtbildung im Sturzsacht / Silo

Entmischung: beim Füllen bildet sich ein Schüttgutkegel, feinkörnige Dispersitäten sammeln sich im Zentrum, grobkörnige gelangen in die Peripherie.

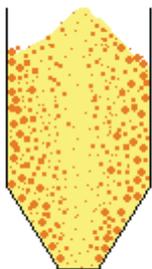


Abbildung 7-3: Entmischung im Sturzsacht / Silo

Das Fliessprofil wird von den Reibungsverhältnissen zwischen Schüttgut und der Wand und der Ausführung der Austragsvorrichtung beeinflusst.

Es kann zwischen Kern- und Massenfluss unterschieden werden.

Bei Massenfluss ist die gesamte Füllung in Bewegung sobald Rohgut abgezogen wird.

Sind der innere Reibungswinkel und der Wandreibungswinkel bekannt (aus Scherversuchen) kann mittels dem Auslegungsdiagramm von Jenicke (Abb.6-5) für verschiedene Austragsformen die Neigung des Auslauftrichters gegen die Vertikale ermittelt werden, die Massenfluss garantiert.

Ist die Neigung zu gering oder sind die Wände zu rau tritt Kernfluss auf.

Brückenbildung können durch Austragshilfen, die eine Schüttgutbewegung erzwingen, vermieden werden.

Eine mögliche Austragshilfe ist eine Vibrationsrinne, wie sie im Projektteil untertägige Förderung auch geplant ist.

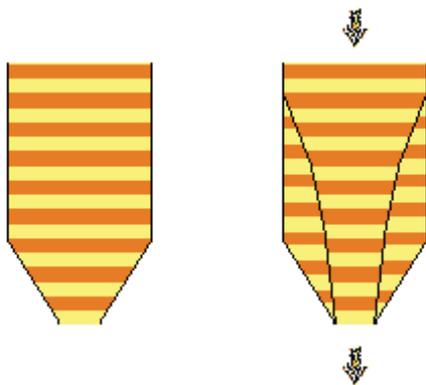


Abbildung 7-4: Massenfluss und Kernfluss

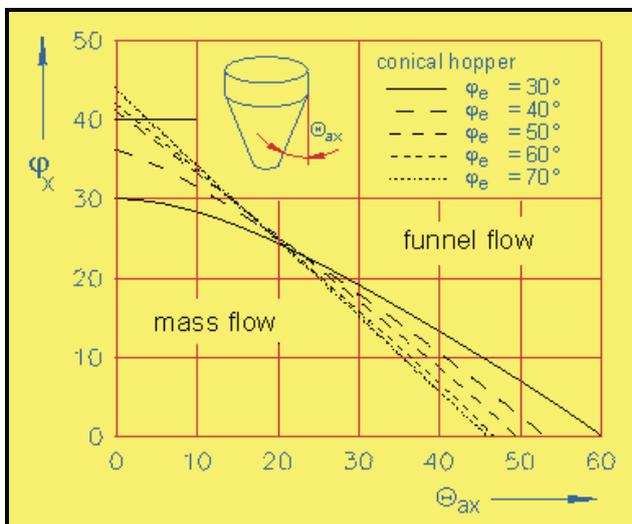
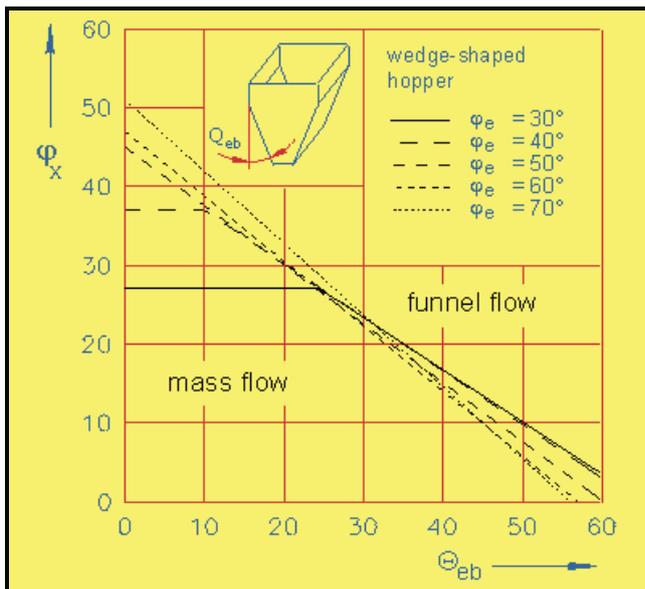


Abbildung 7-5: Auslegungsdiagramme für Massenfluss nach Jenicke⁴

ϕ_x ...Wandreibungswinkel Θ_{ax} ...Neigung Trichter ϕ_e ...effektive innere Reibungswinkel

Weiters ist zu beachten, dass Schüttgüter beim Lagern, also etwa während dem Produktionsstillstand im Winter, einer Zeitverfestigung unterliegen.

Es sollte auch der Einfluss von Temperatur und Feuchte durch Scherversuche an repräsentativen Proben im Labormaßstab quantitativ ermittelt werden.

⁴ Schulze, D.:Lagern von Schüttgütern in Silos, 2004

Diese in der Verfahrenstechnik angewandte Dimensionierung von Silos ist jedoch nicht uneingeschränkt auf die Situation in einem Sturzschaft umlegbar, da es sich bei der Lagerung von Schüttgütern in Silos im Gegensatz zum Sturzschaft meist um feinkörnige Dispersitäten mit einem geringen Korngrößenunterschied handelt.

Am ehesten entsprechen Schächte mit Ausbau und kleinen Höhen bei geringen Korngrößenunterschieden des Aufgabegutes diesen Annahmen.

Bei Sturzschächten ohne Ausbau lässt sich der Wandreibungswinkel kaum bestimmen und muss als nicht konstant über die Sturzschachthöhe angenommen werden.

Die Situation in einem hohen Sturzschaft ohne Ausbau kann am ehesten durch die *Gravity Flow Theory* (Gravitationsflusstheorie), wie sie im Blockbruchbau Anwendung findet, beschrieben werden.

7.1.2 Theoretische Grundlagen der Gravity Flow (Gravitationsfluss-) Theorie

Die Gravity Flow oder Gravitationsflusstheorie von Schüttgütern wurde erstmalig von Kvapil, 1955 beschrieben.

Sie findet im Blockbruchbau Anwendung und kann am ehesten auf die Durchmischungssituation in einem Sturzschaft übertragen werden.

Der Gravity Flow Vorgang wird im Labor üblicherweise mit einem einfachen vertikalen Glasmodell, welches mit horizontal oder würfelig angeordneten schwarzen und weißen Sand gefüllt ist, simuliert.

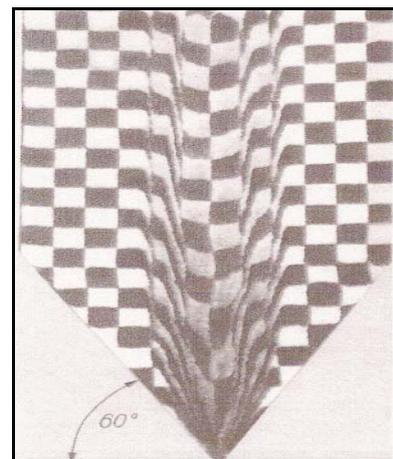
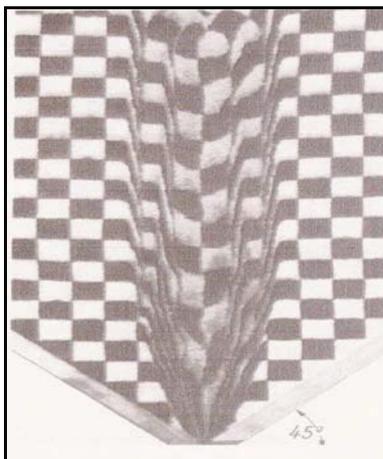


Abbildung 7-6: Model Gravity Flow in einem Glasgefäß mit 45° und 60° Austragsneigung ⁵

⁵ SME Mining Engineering Handbook, Chapter 20 – Sublevel Caving

Man erkennt zwei Zonen mit unterschiedlichen Zustandeigenschaften:

- eine Aktivzone mit durch Gravitation verursachter Bewegung des Rohgutes
- eine Passivzone mit intakten und stationären schwarz-weißen Sandwürfel

Weiters ist erkennbar, dass bei unterschiedlichen Neigungswinkeln der Austragsöffnung von $<60^\circ$ kaum Unterschiede in der Form des Abzugsellipsoids bestehen, erst bei steileren Neigungswinkeln ($>70^\circ$) wird der Einfluss auf den Gravitationsfluss des gefüllten Materials evident.

Es ist zu beachten, dass dies nur eine vereinfachte Darstellung des Gravitationsflusses beschreibt, eine detaillierte Betrachtung ist weitaus komplexer und würde den Rahmen der vorliegenden Arbeit überschreiten.

Während der Extraktion eines bestimmten Volumen Rohgutes entstehen ein Extraktionsellipsoid und simultan dazu ein Auflockerungsellipsoid.

Das Volumen des Extraktionsellipsoids entspricht dem Volumen des abgezogenen Materials, das Auflockerungsellipsoid beschreibt das Volumen und die Ausdehnung der durch den Abziehvorgang entstandenen Einflusszone.

Die Größe und Exzentrizität (Verhältnis Durchmesser / Höhe) steigt mit zunehmender Materialextraktion.

Abhängig von den geomechanischen Materialeigenschaften und Umgebungsbedingung (Feuchte, Temperatur etc.) kann das Volumen des Auflockerungsellipsoids in etwa das 15fache des extrahierten Materialvolumens erreichen.

Durch Beobachtung ist die Position, das Volumen und Form der Zone wo das, nun unter der Abzugsöffnung liegende Material, abgezogen wurde nicht erkennbar.

In Abbildung 4-7 ist die Geschwindigkeitsverteilung in einem Auflockerungsellipsoid dargestellt.

Am Ellipsoidrand ist der Geschwindigkeitsvektor=0, die maximale Partikelgeschwindigkeit befindet sich im Zentrum der Austragsöffnung.

Die Geschwindigkeitsverteilung von Querschnitt E zu A ist ersichtlich.

Für die Geschwindigkeitsvektoren gilt: $V=0, V_1 > V_2 > V_3 > V_4 > V_5$

Es ist zu beachten, dass die Vektoren wegen besserer Visualisierung nicht in ihrer tatsächlichen Richtung, sondern normal auf die Ellipsoidhauptachse stehen.

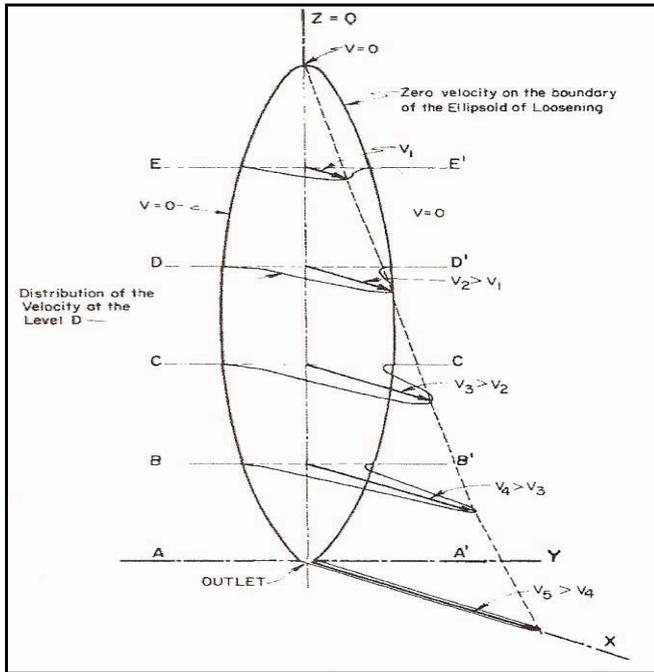


Abbildung 7-7: Geschwindigkeitsverteilung in einem Extraktions- oder Auflockerungsellipsoid⁶

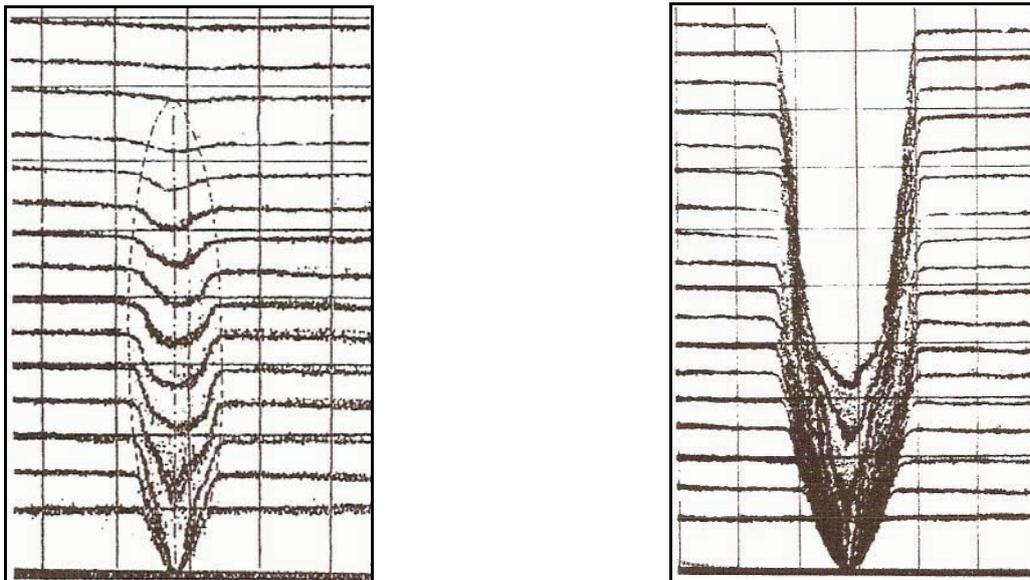


Abbildung 7-8: Gravitationsfluss einer Extraktionsphase.⁷

Aus Abbildung 4-8 ist der zeitliche Verlauf der Entwicklung von Extraktions- und Auflockerungsellipsoid ersichtlich.

Der Fluss des Rohgutes (schwarz) mit der resultierenden Verkleinerung des Extraktionellipsoides und simultan dazu die zunehmende Vergrößerung des Auflockerungsellipsoides sind eindeutig erkennbar.

⁶ SME Mining Engineering Handbook, Chapter 20 – Sublevel Caving

⁷ SME Mining Engineering Handbook, Chapter 20 – Sublevel Caving

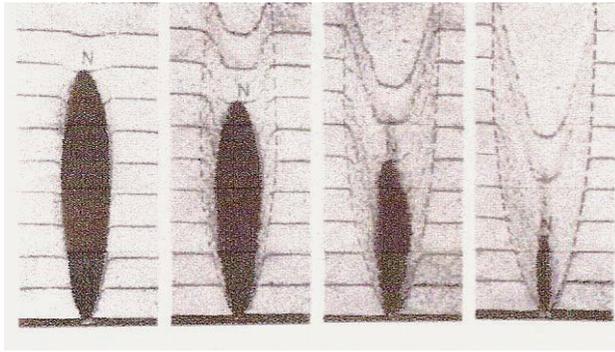


Abbildung 7-9: Zeitliche Entwicklung Extraktions- und Auflockerungsellipsoid⁸

Die Form der Aktivzone ist von Materialeigenschaften abhängig. (siehe Abb. 4-10)

Die Exzentrizität ist bei feinkörnigen Dispersitäten und steilen Korngrößenverteilungskurven größer.

Im Falle von grobkörnigem Rohgut wird die Aktivzone (Gravitationsflusszone) breiter.

Auch Faktoren wie Kornform (regulär, kubisch, etc.), Oberflächenrauigkeit, Reibungswinkel, Dichte, Anteil an Komponenten mit schmierigen Eigenschaften (Lehme, Tone), Abziehggeschwindigkeit, Feuchte, und Gesteinseigenschaften wie Scherfestigkeit und Kohäsion beeinflussen die Größe und Form der Aktivzone.

Die Summe der Einflüsse dieser Faktoren resultiert in einem bestimmten Mobilitätsverhalten, und beeinflusst den Materialfluss.

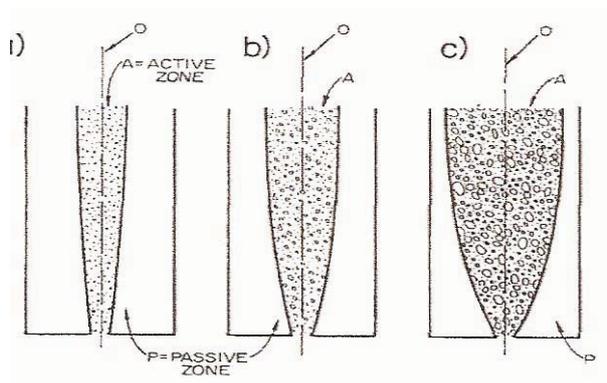


Abbildung 7-10: Einfluss Materialeigenschaften auf Aktivzone⁹

⁸ SME Mining Engineering Handbook

⁹ SME Mining Engineering Handbook

Die Abbildungen 4-11 und 4-12 zeigen das Prinzip des Gravitationsflusses über die Darstellung eines Extraktions- und Auflockerungsellipsoides.

Die weißen und schwarzen Felder symbolisieren unterschiedliche Rohgutqualitäten.

Der Gravitationsflussprozess wird diagrammatisch gezeigt.

Das Extraktionsellipsoid wird mit Zunahme des abgezogenen Rohgutvolumens kleiner, das Auflockerungsellipsoid vergrößert sich stark.

Die ursprünglich horizontale Fläche n, die durch den Apex Punkt N des Extraktionsellipsoides geht, fließt in Richtung Austragsöffnung und formt einen Ausflusstrichter 1, N, 2.

Punkte 1 und 2 schneiden das Auflockerungsellipsoid in der Höhe h_n , welche äquivalent der Höhe des Extraktionsellipsoides ist.

Der Ausflusstrichterdurchmesser 1,2 in der Höhe des Apexpunktes N der Extraktionspyramide entspricht dem in derselben Höhe gemessenen Auflockerungsellipsoiddurchmesser.

Das Volumen des Ausflusstrichters ist ident mit dem Volumen des Extraktionsellipsoides.

In Abbildung 2.15. sind die Beziehungen zwischen den in einer bestimmten Extraktionshöhe h_n auftretenden Volumina des abgezogenen Rohgutes, des Extraktionsellipsoides, des Ausflusstrichters und dem Auflockerungsellipsoid dargestellt.

Es zeigt sich folgendes Ergebnis:

$$V_{EE} = V_C = V_F = 1/15 V_{EL}$$

V_{EE} ... Volumen Extraktionsellipsoid

V_C ... Volumen abgezogenen (extrahierten) Rohgutes

V_F ... Volumen Ausflusstrichter

V_{EL} ...Volumen Auflockerungsellipsoid

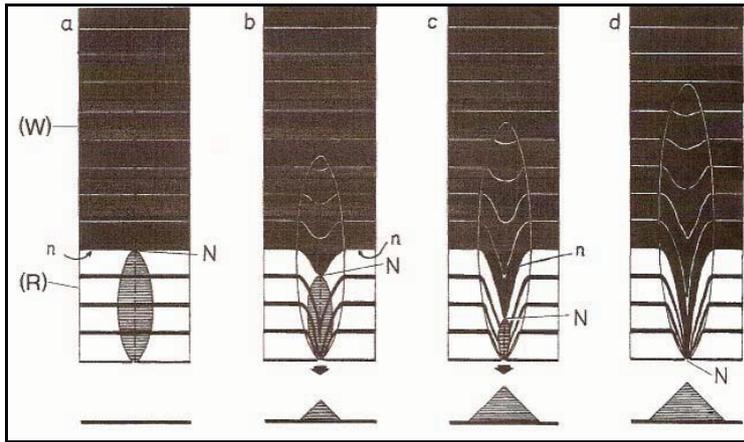


Abbildung 7-11: Prinzip Gravitationsfluss¹⁰

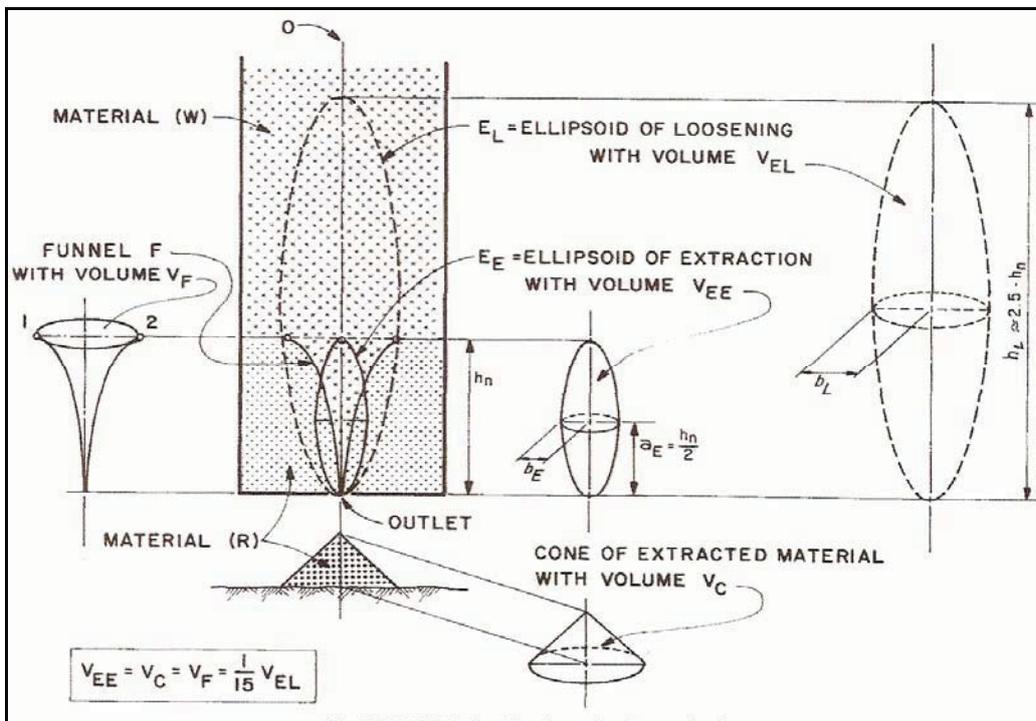


Abbildung 7-12: Prinzip Gravitationsflusses mit geometrischen Zusammenhängen¹¹

¹⁰ SME Mining Engineering Handbook

¹¹ SME Mining Engineering Handbook

Konsequenzen:

Das Volumen des Auflockerungsellipsoides ist in etwa 15mal größer als das Volumen des abgezogenen Rohgutes.

Geht man von einer annähernd gleichen Exzentrizität von Verlust- und Extraktionsellipsoid und dem Zusammenhang $V_{EL} = 15 V_{EE}$ aus, ergibt sich für die Höhe des

Auflockerungsellipsoides $h_L = 2,5 h_n$, wobei h_n ... Höhe Extraktionsellipsoid

Das maximale Volumen an Rohgut weiß, welches ohne Vermischungen abgezogen werden kann, ist ident mit dem Volumen des Extraktionsellipsoides der Höhe h_n .

Jeder weitere Materialabzug resultiert in einem massiven Anstieg an Vermischungen, da der Ausflusstrichter, welcher mit dem Volumen des Extraktionsellipsoides der Höhe h_n ident ist, mit Rohgut Qualität schwarz gefüllt wird.

Die beschriebenen Beziehungen formen die Basis der Gravitationsflusstheorie und sind von allgemeiner Gültigkeit.

Es ist zu beachten, dass es sich um eine idealisierte Betrachtungsweise handelt und die realen Verhältnisse wesentlich komplexer sind!

Anhand der Gravitationsflusstheorie soll prinzipiell demonstriert werden, dass die Durchmischungssituation im Sturzschacht von unzähligen Faktoren anhängt und nicht einfach mathematisch beschreibbar ist

Um die Situation beschreiben zu können, ist eine genaue und intensive Untersuchung während der Betriebsphase unumgänglich.

Möglichkeiten der experimentellen Untersuchung der Situation:

Die tatsächlichen Dimensionen der sich beim Abzugsprozess entwickelnden Ellipsoide bzw. Körper können nur durch sehr aufwendige Methoden annähernd bestimmt werden.

Im Blockbruchbau werden oft radioaktive Marker mit einer sehr kurzen Halbwertszeit oder Gummiringe, welche über die Bohrlöcher eingebracht, verwendet.

Wenn die ursprünglichen Lagekoordinaten der Marker im Bohrloch bekannt sind, kann durch Detektion (z.B. Geigerzähler), den extrahierten Markern und dem abgezogenen Materialvolumen auf die Dimension der Ellipsoide geschlossen werden. Eine einfachere Methode ist das Einfärben der verschiedenen Qualitäten. Somit ist genau ersichtlich, welche Menge an Rohgut 1 abgezogen werden kann, bis erste Vermischungen mit Rohgut 2 auftreten.

Fazit und Vergleich mit der Situation im Projekt TB21:

Die Beschickung des Sturzschahtes erfolgt über ein Förderbandsystem.

Es handelt sich um ein polydisperses Rohgut der Korngröße 250/0 mm, es ist eine unregelmäßige Kornform zu erwarten.

Aufgrund der Faktoren Korngrößenverteilung, Kornform, zeitweise auftretende Durchfeuchtung und Anteile an phyllitischen Bestandteilen, kann von einer breiten Aktivzone (Gravitationsflusszone) ausgegangen werden.

Durch den Gravitationsfluss ist es bei einem „voll“ Fahren des Sturzschahtes mit einer durch zeitlich veränderlichen Qualitätsfluss gekennzeichneten Beschickung nicht möglich, unterschiedliche Rohgutqualitäten ohne Vermischungen abzuziehen.

Es ist zu erwarten, dass gerade im Bereich der hochwertigen Qualitäten massive Vermischungsprobleme auftreten und die erforderlichen Qualitätsanforderungen nicht mehr erreichbar sind.

Lösungsvorschläge:

1. sortenreine Sturzschahtbeschickung und komplettes „leer“ fahren vor Qualitätswechsel

Vorteile:

- niedrigere Investition als 2 Schächte

Nachteile:

- Keine Speicherfunktion Schacht
- Stärkere Sekundärzerkleinerung vom Rohgut, höhere mechanische Belastung der Abziehvorrichtung und vermehrter Schachtverschleiß (Wand – Aufweitungen) durch größere Sturzhöhe
- Verunreinigungen und Durchmischungen durch Aufweitungen und Wandverschleiß
- Bei längerem Ausfall des Sturzschahtes kompletter Produktionsstillstand

2. Es werden in jeder Abbauphase 2 Sturzschächte parallel betrieben und „voll“ gefahren. Ein Schacht wird mit Qualität Q2, der andere mit den hochwertigen Qualitäten Q1a und Q1 beschickt.

Vorteile:

- Sturzschacht kann Speicherfunktion übernehmen
- Geringere Sekundärzerkleinerung vom Rohgut, geringe mechanische Belastung der Abziehvorrichtung und geringerer Schachtverschleiß (Wand – Aufweitungen) durch kleinere Sturzhöhe und Materialschuttpolster
- Bei Ausfall eines Schachtes Förderung von TB noch gewährleistet
- Höhere Schachtlebensdauer wegen geringerer Durchsatzleistung

Nachteile:

- Höhere Investition
- Bei Qualitätswechsel von Q1a und Q1 eventuell ebenfalls „leer“ ziehen des Schachtes notwendig

Referenzbeispiele anderer Unternehmen:

OMYA Werk Gummern:

Komplettes „leer“ Fahren (bis auf Materialschutzpolster) und sortenreine Beschickung, wöchentlicher Wechsel der Qualitäten

Bernegger GmbH, Trichterabbau Pfaffenboden:

Komplettes „leer“ Fahren und großteils qualitätsreine Beschickung, durch geringe Sturzschatthöhe- und Durchmesser keine Vermischungsprobleme

W&P Werk Peggau:

„Voll“ Fahren und qualitätsreine Beschickung, vor Qualitätswechsel „leer“ Fahren

Gmundner Zementwerke GmbH:

Es wird nur eine Qualität produziert, Schacht immer zu 2/3 gefüllt

LAFARGE:

Sortenreine Beschickung, vor Qualitätswechsel leer fahren (bis auf Materialschutzpolster) oder für jede Qualität eigenen Schacht

WOPFINGER GmbH:

Für jede Qualität eigenen Sturzschat

7.2 Diskussion der Sturzschachtdimensionierung im Abbaufeld Schönangerl

Schachtdurchmesser:

Das Rohgut wird vor Aufgabe in den Sturzschacht im Tagebau auf 250mm vorgebrochen.

Nach dem Dimensionierungsansatz laut Hardrock Miners Handbook ergibt sich für den erforderlichen Schachtdurchmesser:

$$D = k_1 * k_2 * GK = 5,2 * 1,4 * 0,25m = 1,8m$$

k1...5,2 für Kreisquerschnitt

k2...1,4 für 10% Feinkornanteil

GK...Größtkorn [mm]

Nach der auf Erfahrungswerten und verschiedenen Versuchsreihen basierenden Faustformel $D / d > 5$ (D...Schachtdurchmesser, d...Größtkorn) ergibt sich für den Schachtdurchmesser $D = 1,3 \text{ m}$.

Mit einem Schachtdurchmesser von 2m liegt man nach allen gängigen Bemessungsregeln auf der sicheren Seite, eine mögliche Verstopfung ist höchst unwahrscheinlich, Materialfluss mit sehr großer Sicherheit gewährleistet.

Im Projekt TB21 ist ein Schachtdurchmesser von 2,4m vorgesehen.

Es ist weiters zu berücksichtigen, dass bei Schächten ohne Ausbau während der Lebensdauer ohnehin mit einer Aufweitung zu rechnen ist.

Im Idealfall kann die Aufweitung die Auswirkung der durch den Abbau reduzierten Sturzschachthöhe auf das Volumen annähernd kompensieren (Fall OMYA) und somit auch erwünscht sein.

Hinsichtlich Speichervolumen ist ein Sturzschachtdurchmesser von 3m allerdings als wesentlich günstiger zu beurteilen.

Im Falle des Projektes TB21 ist zu entscheiden, ob geringeren Schachtaufbaukosten oder einem größeren Schachtvolumen eine höhere Priorität zuzuordnen ist.

Eine Gegenüberstellung von Schachtdurchmesser, Rohgutvolumen und Tonnagen ohne Berücksichtigung einer Durchmessererweiterung ergibt:

Durchmesser [m]:	Volumen [m ³]	Tonnen bei $\rho_{\text{mittel}} = 1,7 \text{ t / m}^3$	Verweilzeit [h]
D=3	1700 - 780	2890 - 1330	4 - 2
D=2,4	900 - 400	1530 - 680	2 - 1
D= 2	750 - 350	1275 - 560	1,9 - 0,8

Tabelle 27: Sturzschachtdimensionen

Der Rohgutmassenstrom soll im Durchschnitt 675 t/h betragen.

Bei einem Schachtdurchmesser von 2,4m kann, ohne Berücksichtigung von Aufweitungen, bei einem Produktionsstillstand in der Gewinnung der maximale Rohgutmassenstrom in der Förderung je nach Abbaufortschritt für 2 h – 1 h aufrechterhalten werden.

Schachtneigung:

Als Faustregel gilt:

Vertikale Schächte: können „voll“ gefahren werden

Geneigte Schächte: werden eher „leer“ gefahren

Laut SME Handbook der Society of Mining Engineers ist bei einer breiten Korngrößenverteilung mit unterschiedlicher Kornform eine Sturzschachtneigung von >70° empfehlenswert.

Je nach der lagemässigen Positionierung der Schachtöffnung (siehe Kapitel) wird empfohlen, eine Mindestneigung von 70° einzuhalten, wobei ein Vertikalschacht wegen seinen Vorteilen gegenüber geneigten Schächten zu bevorzugen ist.

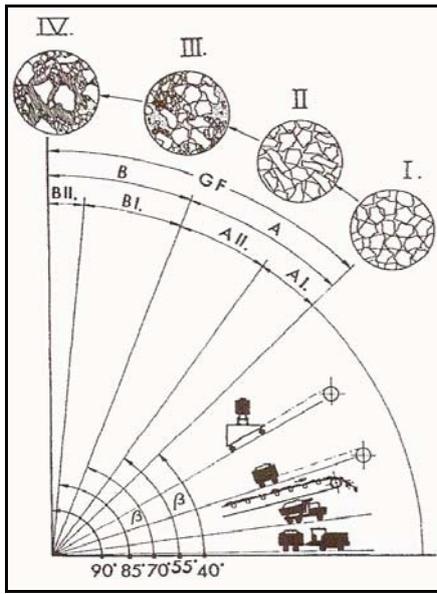


Abbildung 7-13: Zusammenhang zwischen Materialeigenschaften und Sturzschachtneigung¹²

Vorteil Vertikalschacht:

- Keine einseitige Aufweitung
- Geringere Gefahr von Verstopfern wegen höherer Wirkung der Gravitation und geringerem Scherwiderstand
- Günstiger im Hinblick auf Durchmischungen

Nachteil Vertikalschacht:

- Höhere Sekundärzerkleinerung und höheren Feinkornanfall, kann durch eine kontinuierliche Förderbandbeschickung im Vergleich zur Radladeraufgabe („mittige“ Beschickung, geringere Aufweitung) aber minimiert werden.

¹² SME Mining Engineering Handbook

Schachtlebensdauer:

Die Lebensdauer eines Schachtes ohne Ausbau ist von folgenden Faktoren abhängig:

- Geologie und Gebirgsfestigkeit / Gebirgsklasse
- Wasserzufluss
- Rohguteigenschaften und Durchsatz
- Geometrie
- Fahrweise: „voll“ oder „leer“

Ohne ausführliche geotechnische Untersuchungen ist es kaum möglich eine Lebensdauerprognose (in Mio. t Förderleistung) zu erstellen.

Schachtverschleiß:

Die geologische Situation in Form von Wechsellagerungen verschiedener Schichten unterschiedlicher Festigkeit erhöht die Wahrscheinlichkeit von Verschleißerscheinungen im unterschiedlichen Ausmaß.

Diese sich möglicherweise ergebenden Aufweitungen und Einschnürungen erhöhen die Gefahr von Brückenbildungen und Verstopfungen, weiters kann es zu unerwünschten Durchmischungen und Verunreinigungen kommen.

Durch eine Förderbandbeschickung kann dieser Effekt vermindert werden, da eine kontinuierliche Förderbandbeschickung im Vergleich zu einer diskontinuierlichen Radladerbeschickung als exakter und zentrierter angesehen werden kann.

Ein Vergleich mit anderen Unternehmen ergibt folgende Situation:

Unternehmen:	Gebirge:	Prognostizierte ca. Lebensdauer (Mio.t)	Schachtneigung [°]
OMYA Gummern	Kalk / Marmor	60 Mio. t	90
LAFARGE	Kalk	40 Mio. t	90
W&P Peggau	Kalk	40 Mio. t	90
HOLCIM	Kalk	40 Mio. t	90
Gmundner Zementwerke	Kalk	>100 Mio.t (Sanierung+tw.Ausbau)	90
Wopfinger GmbH	Kalk	> 50 Mio. t	90
Bernegger GmbH	Kalk	mit Ausbau: 45 Mio. t	90

Tabelle 28: Prognostizierte Sturzschachtlebensdauer verschiedener Unternehmen

Es ist zu beachten, dass in jedem Betrieb andere geologische Bedingungen vorliegen und ein direkter Vergleich nicht zulässig ist.

Aufgrund der grossen Differenzen zu diesen Referenzdaten kann die angenommene Sturzschachtlebensdauer von 5 Mio.t Förderleistung dennoch als zu gering angenommen werden.

Im geologischen Gutachten, Dr. Anthes 2003, wird bei der Auffahrung des Sturzschacht-Förderstollensystems folgende erste Abschätzung der Gebirgsklassen gegeben:

Gestein	Anteil[%]	Gebirgsklasse:	Beschreibung:
Diabas	20	GK I	standfest
Quarzite	13	GK I	standfest
Grauwacke, quarzitisch	17	GK I- II	standfest- nachbrüchig
<i>Grauwacke, geschiefert</i>	7	GK II	stark nachbrüchig
<i>Grauwacke/Tonschiefer</i>	20	GK III	gebräch
<i>Tonschiefer</i>	20	GK III	gebräch
<i>Phyllit, graphitisch</i>	3	GK IV	druckhaft

Tabelle 29: Abschätzung Anteil Gebirgsklassen im Sturzschacht-Stollensystem

Es kann ein Anteil von bis zu 50% an stark nachbrüchigen bis gebrächen Gebirge erwartet werden. Trotzdem kann diese Situation etwa durch einen Teilausbau und Stahlbetonbewehrungen beherrscht werden, wie Beispiele anderer Betriebe zeigen. Die zusätzlichen Herstellungskosten können durch eine deutlich längere Lebensdauer amortisiert werden.

Es wird empfohlen noch genauere geotechnische Untersuchungen zu tätigen.

Hydrogeologische Situation:

Gemäss dem Fachgutachten Hydrogeologie, UVE Diabas Saalfelden GmbH, Weinzierl, 2002, ist durch die Bergbauanlagen Förderstollen und Sturzschacht keine Beeinträchtigung auf Wässer bzw. Quellen gegeben.

Die Menge an Bergwässern, die durch das Sturzschacht- Stollensystem angeschnitten werden können, ist aufgrund der lithologisch bedingten geringen Wasserwegigkeiten gering. Durch diese geringen Wasserwegigkeiten kann das Bergwasser auch nur aus einem geringen Umkreis um das Grubengebäude zutreten, die geringen Kluftöffnungen lassen keinen signifikanten Wasserdurchsatz zu.

Aus hydrogeologischer Sicht ist also keine signifikante Beeinträchtigung bezüglich Sturzschachtbau- und Betrieb zu erwarten.

7.3 Untersuchungen zur Wirtschaftlichkeit

Die Kosten eines Sturzschahtes mit Ausbau liegen bei der notwendigen Dimension (Schachthöhe bis zu 240m, Schachtdurchmesser mindestens 2m) bei etwa 800.000 €, die Kosten für einen Schacht ohne Ausbau bei 550.000 €.

Bei nachfolgenden Berechnungen und Beurteilungen wird die gemäß Vorstudie festgelegte Abförderlinie des Systems Sturzschaht – Stollen als Basis genommen.

Zum Zeitpunkt des Verfassens dieser Arbeit wird im Betrieb die Möglichkeit eines Stollenvortriebes mittels TBM und einer Erhöhung der Stollenneigung diskutiert.

Dies würde eine Verkürzung der Sturzschahthöhe mit sich bringen und somit eine Kostenreduktion bedeuten.

Nachfolgende Investitionsrechnungen beruhen zum Teil auf Annahmen, wie Kalkulationszinssatz, Durchsatzleistung und Nutzungsdauer.

Es wurden vom Verfasser plausible Durchschnittswerte angenommen.

Die zu erwartende Lebensdauer eines Sturzschahtes ohne Ausbau ist nicht bekannt und muss für eine erste Beurteilung abgeschätzt werden.

Aufgrund der unterschiedlichen Dauer der Abbauphasen wurde zwischen Sturzschahtvarianten in Phase 1 und Phase 2/3 unterschieden.

Eine statische Investitionsrechnung für verschiedene Sturzschachtvarianten in den Abbauphasen 1 – 3 ergibt folgendes:

Anzahl / Art Schacht :	1 ohne Ausbau	1 ohne Ausbau	2 zeitgleich	1 mit Ausbau
Investition	550.000 €	550.000 €	1.100.000 €	800.000 €
Erhaltungskosten (30% d. Investition auf 5a)	- €	- €	- €	576.000 €
Gesamtinvestition	550.000 €	550.000 €	1.100.000 €	1.376.000 €
Nutzungsdauer	12 a	6 a	12 a	12 a
Produktion	11 Mio. t	5 Mio. t	11 Mio. t	11 Mio. t
Kalkulationszinssatz	0,07	0,07	0,07	0,07
Kalk. Zinsen	19.250 €/a	19.250 €/a	38.500 €/a	48.160 €/a
Kalk. AFA	45.833 €/a	91.667 €/a	91.667 €/a	114.667 €/a
Kapitaldienst	65.083 €/a	110.917 €/a	130.167 €/a	162.827 €/a
Kapitaldienstfaktor	12 %	20 %	12 %	20 %
Einheitskosten	0,07 €/t	0,12 €/t	0,14 €/t	0,18 €/t

Tabelle 30: Statische Investitionsrechnung für verschiedene Sturzschachtvarianten
Abbauphase 1

Es wird davon ausgegangen, dass ein Sturzschacht mit Ausbau für die gesamte Dauer der Abbauphase 1 (12a, 11 Mio.t) nutzbar ist, weiters zeigt die Tabelle die Kostenentwicklung bei 5 Mio.t und 11 Mio.t Durchsatzleistung.

Bei 2 parallelen Schächten wurde aufgrund der verminderten Durchsatzleistung je Schacht von einer Nutzungsdauer für die gesamte Dauer der Phase 1 ausgegangen.

Das nachträgliche Einbringen von Voll- oder Teilausbau in einen Sturzschacht ohne Ausbau bei unerwartet hohen Schachtverschleiß und unerwünscht starken Aufweitungen ist denkbar, allerdings als problematisch zu beurteilen:

- 1.Unterbrechung Förderkette während der Ausbautätigkeit (außer Variante 2 Schächte)
2. Kosten schwer abschätzbar da von vielen Faktoren abhängig

1 Schacht mit Ausbau	
Investition	80000 €
Erhaltungskosten (30% d. Investition auf 5 Jahre)	1536000 €
Gesamtinvestition	2336000 €
Nutzungsdauer	32 a
<i>Durchsatzleistung</i>	30 Mio. t
Kalkulationszinssatz	0,07
Kalk. Zinsen	81760 €/a
Kalk. AFA	73000 €/a
Kapitaldienst	154760 €/a
Kapitaldienstfaktor	19,3 %
Einheitskosten	0,17 €/t

2 Schächte ohne Ausbau				
Investition	1100000 €	1100000 €	1100000 €	1100000 €
Erhaltungskosten	0 €	0 €	0 €	0 €
Gesamtinvestition	1100000 €	1100000 €	1100000 €	1100000 €
Nutzungsdauer	15 a	22 a	30 a	38 a
<i>Durchsatzleistung</i>	10 Mio. t	15 Mio. t	20 Mio. t	25 Mio. t
Kalkulationszinssatz	0,07	0,07	0,07	0,07
Kalk. Zinsen	38500 €/a	38500 €/a	38500 €/a	38500 €/a
Kalk. AFA	73333 €/a	50000 €/a	36667 €/a	28947 €/a
Kapitaldienst	111833 €/a	88500 €/a	75167 €/a	67447 €/a
Kapitaldienstfaktor	10,2 %	8,0 %	6,8 %	6,1 %
Einheitskosten	0,12 €/t	0,10 €/t	0,08 €/t	0,07 €/t

1 Schacht ohne Ausbau				
Investition	550000 €	550000 €	550000 €	550000 €
Erhaltungskosten	0 €	0 €	0 €	0 €
Gesamtinvestition	550000 €	550000 €	550000 €	550000 €
Nutzungsdauer	6 a	11 a	17 a	22 a
<i>Durchsatzleistung</i>	5 Mio. t	10 Mio. t	15 Mio. t	20 Mio. t
Kalkulationszinssatz	0,07	0,07	0,07	0,07
Kalk. Zinsen	19250 €/a	19250 €/a	19250 €/a	19250 €/a
Kalk. AFA	99000 €/a	49500 €/a	33000 €/a	24750 €/a
Kapitaldienst	118250 €/a	68750 €/a	52250 €/a	44000 €/a
Kapitaldienstfaktor	21,5 %	12,5 %	9,5 %	8,0 %
Einheitskosten	0,13 €/t	0,08 €/t	0,06 €/t	0,05 €/t

Tabelle 31: Statische Investitionsrechnung für verschiedene Sturzschachtvarianten

Abbauphase 2/3

7.4 Optimale Schachtposition und Anzahl notwendiger Schächte

Die verschiedenen Varianten bezüglich Schachtpositionierung und Anzahl notwendiger Schächte werden in der Tabelle gegenübergestellt und beurteilt.

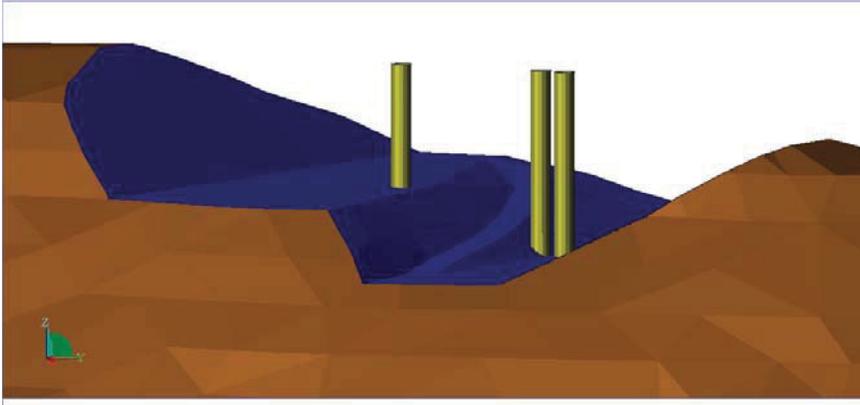


Abbildung 7-14: Mögliche Sturzschachtpositionen Phase 1

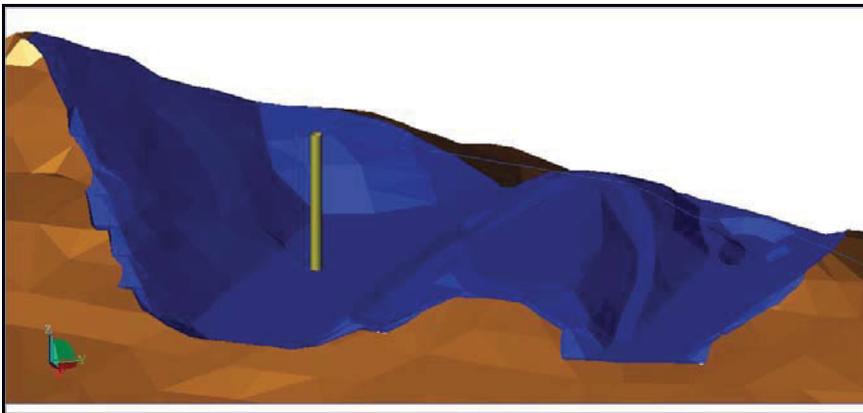


Abbildung 7-15: Mögliche Sturzschachtposition Phase 2 / 3

Variante	A1		A2		B1		B2		C		D	
	Anzahl	1	1	1	1	1	1	1	2	2	2	2
Ausbau zeitliche Entwicklung	ohne	ohne	mit	ohne	mit	ohne	mit	ohne	ohne	ohne	ohne	ohne
Position	mittig R 31= -41240 m H=5 252932 m	mittig R 31= -41240 m H=5 252932 m	mittig R 31= -41240 m H=5 252932 m	R 31= -41174 H= 5 252999	R 31= -41174 H= 5 252999	R 31= -41174 H= 5 252999	R 31= -41174 H= 5 252999	S-W R 31= -41187 m H=5 252986 m	N-O R 31= -41174 m H= 5 252999 m	Schacht 1: S-W R 31= -41187 m H=5 252986 m	Schacht 2: N-O R 31= -41174 m H= 5 252999 m	versetzt nach z.B. 5 Mio.t.
Kosten [€/t]	0,07	0,18	0,18	0,07	0,18	0,07	0,18	0,14	0,14	0,12	0,12	0,12
Fahrweise	leer	leer	leer	leer	leer	leer	leer	leer + voll	leer + voll	leer	leer	leer
Beurteilung												
Fahrweise+Selektivität	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
Förderdistanzen:												
Abbau N-O bis 1500m:	2	2	2	2	2	2	2	1	1	1	1	1
bis 1470m:	3	3	3	3	3	3	3	1	1	1	1	1
Abbau S-W bis 1500m:	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
bis 1470m:	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Standicherheit	2	2	2	2	2	2	2	1	1	1	1	1
Kosten	1	3	3	1	3	1	3	2	2	2	2	2
<i>Nachteile:</i>	Unsicherheit bzgl. Lebensdauer Vertikalförderung 1470m - 1500m	Kosten	Kosten	Unsicherheit bzgl. Lebensdauer	Kosten	Unsicherheit bzgl. Lebensdauer	Kosten	bei Qualitätswechsel längere Förderdistanz und Vertikalförderung oder leer fahren	bei Qualitätswechsel längere Förderdistanz und Vertikalförderung oder leer fahren	wirt. Beurteilung + Vorgehensweise wenn Standsicherheit nach 5 Mio.t noch gegeben?	wirt. Beurteilung + Vorgehensweise wenn Standsicherheit nach 5 Mio.t noch gegeben?	
<i>Vorteile:</i>	Kosten	Standicherheit	Standicherheit	Kosten	Standicherheit	Kosten	Standicherheit	kürzere Förderdistanzen - geringere Kosten? schon ab Startphase höchstwertige Q jede Q eigenen Schacht = "voll" fahren ohne Durchmischungen	kürzere Förderdistanzen - geringere Kosten? schon ab Startphase höchstwertige Q jede Q eigenen Schacht = "voll" fahren ohne Durchmischungen			

Tabelle 32: Beurteilung verschiedener Schachtvarianten Abbauphase I

Variante	A		B		C	
	1	mit für gesamte Lebensdauer mittig R 31= - 41431 H= 5 252759	1 ohne Neuauffahrung nach 5 - 20 Mio.t? mittig R 31= - 41431 H= 5 252759	2 ohne Neuauffahrung nach 10 - 25 Mio.t? mittig R 31= - 41431 H= 5 252759		
Anzahl Ausbau zeitliche Entwicklung						
Position						
Kosten [€/t]	0,17		0,13-0,05	0,12-0,07		
Fahrweise	leer		leer	voll / leer		
Beurteilung						
Selektivität	2		2	1		
Förderdistanzen	1		1	1		
Standicherheit	1		3	2		
Kosten	3		1	2		
Nachteil:	Kosten		Unsicherheit Lebensdauer	Unsicherheit Lebensdauer		
Vorteile:	Standicherheit für gesamte Lebensdauer		geringsten Kosten	jede Q eigenen Schacht = "voll" fahren ohne Durchmischungen Speicherfunktion "voll" fahren Reservefunktion Schacht 2		

Tabelle 33: Beurteilung verschiedener Schachtvarianten Abbauphase 2 und 3

Der Beurteilungsschlüssel ist folgender:

- 1...günstig
- 2...mittel
- 3...ungünstig

Die Bewertung erfolgte nach den Punkten:

- a) Kosten
- b) Standsicherheit: beurteilt wurde die Standsicherheit nach den Kriterien mit / ohne Ausbau und Durchsatzleistung
- c) Förderdistanzen: durchschnittliche Förderdistanzen bei verschiedenen Abbauständen
- d) Selektivität: Möglichkeit selektiver Gewinnung nach dem Kriterium Durchmischung im Schacht

In Phase 1 wurden die Varianten B und C, in Phase 2 / 3 die Varianten A und C vom Verfasser als optimal beurteilt.

	Phase 1		Phase 2 / 3	
Variante	B	C	A	C
Kosten [€ / t]	0,07	0,14	0,17	0,12-0,10
Vorteil:	Kosten	jede Q eigenen Schacht= "voll" fahren ohne Durchmischungen Speicherfunktion Reservefunktion Startphase: Q1a	Standsicherheit für gesamte Lebensdauer	jede Q eigenen Schacht= "voll" fahren ohne Durchmischungen Speicherfunktion Reservefunktion
Nachteil:	Unsicherheit Lebensdauer	Kosten	Kosten	Unsicherheit Lebensdauer

Tabelle 34: Optimale Sturzschachtvarianten im TB 21

In **Phase 1** ist Variante B (1 Schacht ohne Ausbau) kostenmäßig günstiger, Variante C (2 Schächte ohne Ausbau) hat jedoch den Vorteil für jede Qualität einen eigenen Sturzschacht vorzufinden („voll“ fahren ohne Durchmischungen, Reservefunktion + Speicherfunktion Schacht 2).

Weiters ist Variante C hinsichtlich Standsicherheit und Lebensdauer als deutlich günstiger zu beurteilen.

In Phase 1 kann ausreichend Erfahrung hinsichtlich möglicher Durchmischungen verschiedener Qualitäten im Sturzschaft bei „voll“ fahren gesammelt werden. Liegen die Qualitätsdurchmischungen nicht mehr im Toleranzbereich, kann in Phase 2 zwischen den Alternativen a) vor Qualitätswechsel Schacht leer ziehen und b) 2.Sturzschaft entschieden werden.

In der **Phase 2/3** hat Variante A (1 Schacht mit Ausbau) gegenüber der Variante C (2 Schächte parallel ohne Ausbau) den Vorteil, dass während dem Abbaubetrieb mit keinen Beeinträchtigungen durch das Auffahren eines neuen Sturzschaftes zu rechnen ist, da die Lebensdauer für die gesamte Phase 2/3 gewährleistet ist.

Variante C hat hingegen den Vorteil für jede Qualität einen eigenen Sturzschaft vorzufinden („voll“ fahren ohne Durchmischungen, Reservefunktion + Speicherfunktion Schacht 2). Bei Variante C kann bei Eintreten von Verschleißerscheinungen und unerwünscht hohen Aufweitungen ohne Unterbrechung der Förderkette in einem der beiden Schächte Teil- oder Vollausbau eingebracht werden und somit die Lebensdauer deutlich erhöht werden.

Mindestabstand von 2 parallelen Schächten

Der erforderliche Mindestabstand von 2 parallelen Sturzschächten und die gebirgsmechanische Beurteilung allgemein erfolgt nach folgenden Kriterien:

1. Gesteinsfestigkeit
2. Gebirgsklassifikation
3. Quantifizierung der auftretenden Vertikalspannungen über die Schachthöhe
4. Abschätzung Horizontalspannungen über den Seitendruckbeiwert
5. Festlegung Standsicherheit

Für eine zuverlässige Beurteilung liegen zum Zeitpunkt des Verfassens dieser Arbeit nicht ausreichende Daten vor.

Es wird empfohlen die während der Pilotbohrung gewonnenen geologischen Daten zu analysieren und heranzuziehen.

Die **Entscheidung mit oder ohne Ausbau** kann anhand dieser Daten getroffen werden.

Die Erfahrungen zeigen, dass der primär kritische Faktor die Aufweitungen im Schacht sind. Bei einem Mindestabstand von 10 m zwischen 2 parallelen Sturzschächten sind keine Probleme dahingehend zu erwarten.

Zulässige Sprengerschütterung

Die Erfahrungen zeigen, dass bei Sturzschächten eine zulässige resultierende Schwinggeschwindigkeit von $v_R = 50 \text{ mm / s}$ und mehr als unproblematisch zu bezeichnen sind.

Dauer Schachtaufahrung

Die durchschnittliche Dauer der Auffahrung eines Sturzschachtes mit Ausbau für die verschiedenen Arbeitsschritte beträgt:

Dauer Schachtaufahrung	
Tage	
Pilotbohrung	16
Aufweitung	30
Betonbewehrung	40
Sicherung	10
	96

Tabelle 35: Dauer Schachtaufahrung

8 Tagebauzuschnitt und die wesentlichen Einflussgrößen

Die den Tagebauzuschnitt betreffenden wichtigsten Parameter werden erörtert.

Der Einfluss verschiedener Etagenhöhen auf die Gewinnungskosten wird genauer untersucht und eine Empfehlung für eine geeignete Etagenhöhe sowohl hinsichtlich Kosten als auch Qualitätssteuerung wird abgegeben.

Weitere Auswertungen zeigen, dass es für eine funktionierende Qualitätssteuerung erforderlich sein wird, 2-3 Etagen gleichzeitig im Verhieb zu haben.

Ein wesentlicher Schritt zur Optimierung des Betriebsgeschehens ist die Wahl des Tagebauzuschnitts.

Die wichtigsten Parameter sind Etagenhöhe- und Breite, Bruchwandneigung und Generalneigung der Arbeits- und Endböschung.

Die Dimensionierung erfolgt nach betriebstechnischen, betriebswirtschaftlichen, und sicherheitlichen Überlegungen, wobei letztere Priorität haben.

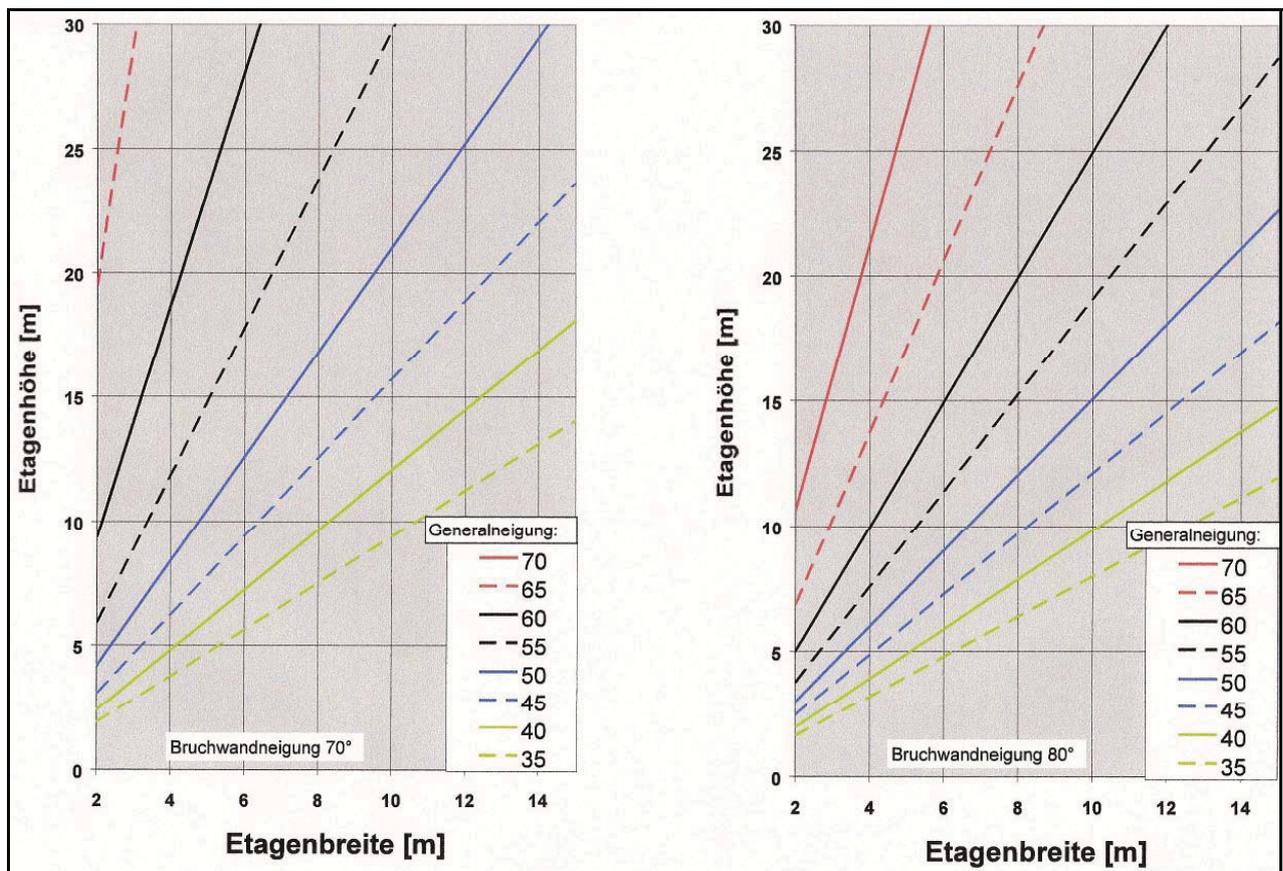


Abbildung 8-1: Zusammenhang zwischen Dimensionierungsparameter¹³

¹³ Oberndorfer Th., Skriptum Tagebautechnik, MU Leoben, 2003

8.1 Gebirgsbeherrschung:

Bisher stehen noch keine detaillierten Gefügedaten der im geplanten Abbaugbiet Schönangerl vorherrschenden Trennflächen zur Verfügung, lediglich Informationen aus den Kernbohrungen (Einfallsrichtungen aus den Schieferungs-, Schicht-, und tektonisch bedingten Trennflächen) sind vorhanden.

Da laut geologischem Gutachten, Dr. Anthes 2003, die komplexen geologischen Verhältnisse im Hinterburgbruch repräsentativ für den gesamten geologisch-tektonischen Bau der westlichen Nördlichen Grauwackenzone (NGZ) im Bereich des Bibergs bei Saalfelden sind, kann für eine erste Abschätzung der gebirgsmechanischen Situation auf Erfahrungen im Hinterburgbruch zurückgegriffen werden.

Durch die völlig unterschiedliche Abbauweise und eine flache Generalneigung der Endböschung von max. 35° sind deutlich reduzierte Standsicherheitsprobleme zu erwarten. Allerdings kann analog zu den komplexen geologisch-tektonischen Verhältnissen im Hinterburgbruch auch im Tagebau 21 ein lokales Böschungsversagen nicht ausgeschlossen werden.

Dem soll durch Anpassen der Abbaufont und breiter Etagen entgegengewirkt werden.

In den massig ausgebildeten Diabasen ist das Trennflächeninventar deutlich reduziert und mit standsicherheitlichen Problemen nicht zu rechnen.

Es ist geplant, im Rahmen der Aufschließung der Lagerstätte sukzessive geologische und gefügekundliche Daten zu erheben.

Nach Auswertung der Daten kann die Abbaustrategie den Gebirgsverhältnissen angepasst werden.

Wie in Abbildung 5-2 angeführt, verläuft im Tagebau Hinterburg eine Haupttrennflächenschar WSW-ENE, eine zweite spitzwinkelig dazu WNW-ESE-licher Richtung.

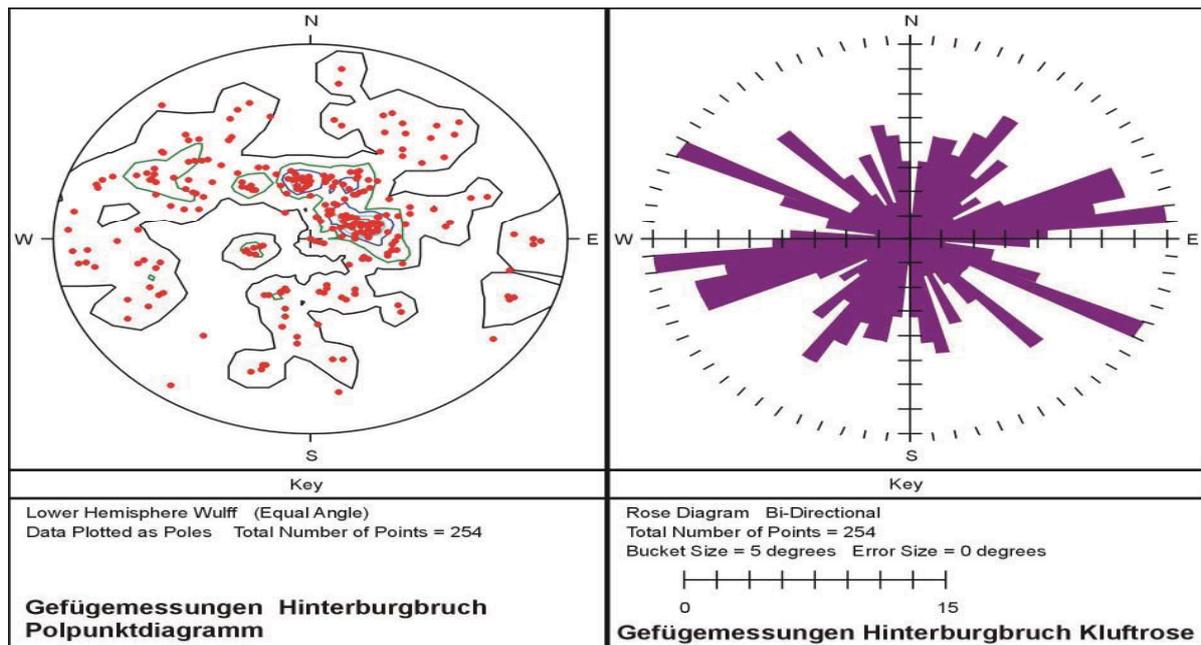


Abbildung 8-2: Trennflächengefüge im Tagebau Hinterburg der Diabas Saalfelden GmbH¹⁴

Es ist also zu berücksichtigen, dass die Abbauplanung die geologisch-tektonischen Verhältnisse im Tagebau Hinterburg berücksichtigt und nach Vorliegen der Gefügedaten im Tagebau 21 die Abbaustrategie eventuell den neuen Gebirgsverhältnissen angepasst werden muss.

Mit drückenden Bergwässern muss ebenfalls nicht gerechnet werden, da im Biberg Kammereich generell ein geringes Grundwasserangebot vorhanden ist.

In den Bohrungen konnten nur vereinzelt Grundwasserstände gemessen werden, die auf keinen zusammenhängenden Bergwasserspiegel hinweisen.

8.2 Generalneigung:

Die Generalneigung der Endböschung wurde im Gewinnungsbetriebsplan auf Basis der Vorstudie mit maximal 35° festgelegt.

¹⁴ Anthes, G.: Geologisch-lagerstättenkundliches Gutachten Hinterburgbruch, Saalfelden, 2003

8.3 Bruchwandneigung:

Die Bruchwandneigung kann wie im bestehenden Tagebau Hinterburg 70° - 75° betragen. Es ist nicht zu erwarten, dass in gebirgsmechanischer Hinsicht Probleme mit dieser Bruchwandneigung auftreten werden.

8.4 Etagenhöhe:

In den Untersuchungen über die Charakterisierung der Lagerstätte Schönangerl (siehe Kapitel 2) wird im Hinblick auf Qualitätsvermischung in den Vermischungszonen eine „geringe“ Etagenhöhe empfohlen.

Hinsichtlich der selektiven Gewinnung gilt: je kleiner die Etagenhöhe, desto besser. Das betriebliche Optimum setzt sich allerdings aus dem Optimum hinsichtlich Qualitätssteuerung, einem betrieblichen Optimum und sicherheitlichen Überlegungen zusammen.

Hinsichtlich sicherheitstechnischer Überlegungen und gebirgsmechanischer Beurteilung sind Etagenhöhen kleiner 15m, ausgehend von den Verhältnissen im Hinterburgbruch, als problemlos einzustufen.

8.4.1 Einfluss der Etagenhöhe auf die Gewinnungskosten

Folgende Faktoren haben bei einer gegebenen Etagenhöhe Einfluss auf die Gewinnungskosten:

- Bohren und Sprengbetrieb einschließlich der Nebenarbeiten
- Laden und Fördern

Da die Lade und Fördersituation in Kapitel 9 eingehend diskutiert wird, soll hier nur auf die Kostenveränderung im Bohr- und Sprengbetrieb eingegangen werden.

8.4.1.1 Bohrkosten

Die Etagenhöhe übt einen bedeutenden Einfluss auf die Bohrkosten aus.

Im Falle geringer Etagenhöhen, also kurzer Sprengbohrlöcher, nimmt der Anteil der Zeit für das Umsetzen und Positionieren des Bohrgerätes im Vergleich zur eigentlichen Bohrzeit überproportional zu. Der Anteil der Rüstzeiten an der Bruttobohrzeit steigt und die Nettobohrzeit sinkt mit geringer werdender Etagenhöhe.

Dadurch steigen die Bohrkosten je m³ hereingesprengten Materials an.

Andernfalls zeigt die Erfahrung, dass die Nettobohrgeschwindigkeit und die Bohrgenauigkeit mit zunehmender Etagenhöhe infolge der zunehmenden Schwierigkeiten beim Bohren langer Sprengbohrlöcher abnimmt, d.h. die Kosten je m³ hereingewonnenen Material steigen mit zunehmender Etagenhöhe an.

Es gibt also hinsichtlich der Bohrkosten eine optimale Etagenhöhe.

Abbildung zeigt die Einflüsse von verschiedenen Etagenhöhen auf die zusätzlichen Bohrkosten.

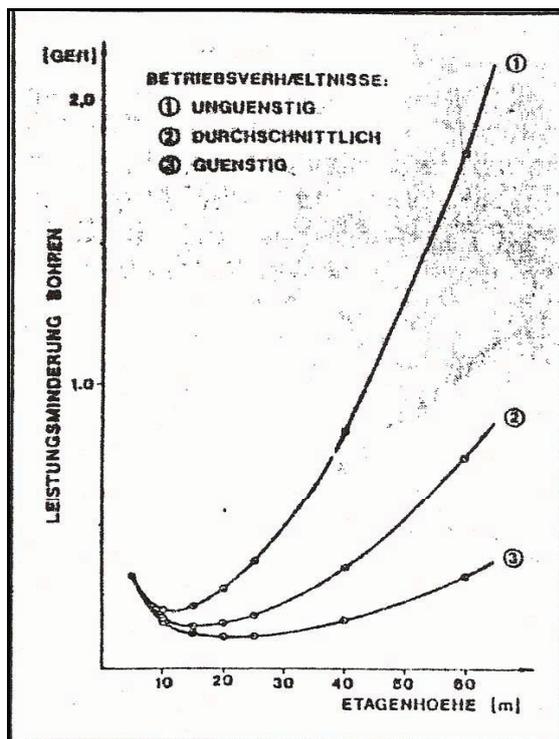


Abbildung 8-3: Zusammenhang zwischen Kostenveränderung durch Leistungsverminderung beim Bohren und der Etagenhöhe, für unterschiedliche Betriebsverhältnisse im Hartgestein¹⁵

¹⁵ Skriptum Universitätslehrgang Sprengingenieurwesen, MU Leoben, 2004

Es ist ersichtlich, dass zwischen 10m und 15m Etagenhöhen nur minimale Unterschiede in der Leistungsminderung beim Bohren bestehen.

Der Anteil an Überkorn (Knäpper) wächst aufgrund zunehmender Bohrungenauigkeit und einem daraus folgendem schlechteren Sprengergebnis zunächst mit der Etagenhöhe stark an, um dann nur noch gering anzusteigen.

Der Grund dafür liegt in den sekundären Zerkleinerungsvorgängen bei sehr grossen Etagenhöhen.

Abbildung 8-4 gibt einen Überblick über die zusätzlichen Kosten, welche durch das Transportieren und Zerkleinern der Knäpper entstehen.

Gute Hauwerksverhältnisse liegen bei einem Knäpperanteil <8% vor, von durchschnittlichen Bedingungen spricht man, wenn der Anteil bei kleiner 20% liegt, während ungünstige Bedingungen bei einem Knäpperanteil von mehr als 20% vorliegen.

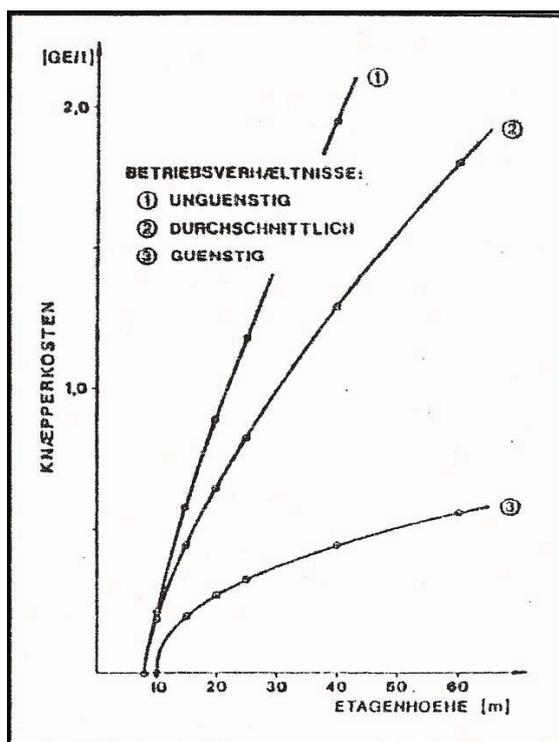


Abbildung 8-4: Zusammenhang zwischen Knäpperkosten und der Etagenhöhe für Mittelbetrieb und unterschiedliche Betriebsverhältnisse¹⁶

¹⁶ Skriptum Universitätslehrgang Sprengingenieurwesen, MU Leoben, 2004

Es ist ersichtlich, dass hinsichtlich Knäpperkosten eine geringere Etagenhöhe zu favorisieren ist.

8.4.1.2 Sprengkosten

Um die exakte Gewinnungskostensituation im TB 21 bei 10m Etagenhöhe quantitativ darzustellen, bedarf es einer genauen und umfangreichen Untersuchung in der Betriebsphase. Aus den genannten Beziehungen kann jedoch prognostiziert werden, dass die Gewinnungskosten [€/t] bei 10m Etagenhöhe eher geringfügig über jenen bei 15m Etagenhöhe liegen.

8.4.1.3 Berechnung Bohr- und Sprengkosten bei 10m Etagenhöhe

Nachfolgend werden die Bohr- und Sprengkosten bei 10m Etagenhöhe

- a.) auf Basis der Kosten im Hinterburgbruch bei 15m Etagenhöhe
- b.) auf Basis des vorgesehenes Spreng- und Ladeschema für 15m Etagenhöhe im TB 21

näherungsweise berechnet.

a.) auf Basis der Kosten im Hinterburgbruch bei 15m Etagenhöhe

Die Sprengkosten bei 10m Etagenhöhe errechnen sich über folgende Tabelle:

Sprengkosten (incl. Arbeitskosten für Ladetätigkeit)	Situation Hinterburg	
	15m	10m
<i>Produktion [t/a]</i>	505000	505000
ρ <i>Gebirge [t/m³]</i>	2,8	2,8
<i>Volumen / Abschlag [m³]</i>	2254	2254
<i>Tonnen / Abschlag [t]</i>	6313	6313
<i>Abschläge / a</i>	80	80
<i>Etagenhöhe [m]</i>	15	10
<i>Vorgabe [m]</i>	4	4,5
<i>Seitenabstand [m]</i>	2	2,5
<i>Unterbohrung [m]</i>	1,5	1,8
<i>Bohrlochneigung [°]</i>	70	70
<i>BL Durchmesser [mm]</i>	95	95
<i>Bohrlochlänge [m]</i>	17,5	12,2
<i>Unterbohrung / Vorgabe</i>	0,38	0,40
<i>Seitenabstand / Vorgabe</i>	0,50	0,56
<i>Besatz / BL-Länge</i>	0,09	0,09
<i>Besatzlänge [m]</i>	1,5	1,1
<i>Volumen / BL [m³]</i>	120	112,5
<i>BL / Abschlag</i>	18,8	20,0
<i>m BL / Abschlag</i>	328,8	244,5
<i>m BL / a</i>	26302	19559
<i>m BL/t</i>	0,048	0,039
<i>spez. Sprengstoffbedarf [kg/m³]</i>	0,187	0,187
<i>Lademenge / a [kg / a]</i>	33700	33700
<i>Sprengstoffkosten [€/a]</i>	115600	115600
<i>Sprengstoffbedarf [kg / m]</i>	1,40	1,89
<i>Kosten [€ / m]</i>	4,81	6,50
Kosten [€/t]	0,229	0,252

Tabelle 36: Sprengkosten bei 10m Etagenhöhe

Ausgehend von den Daten Kosten [€/t] und der Sprenggeometrie für 15m wurde für 10m Etagenhöhe eine Sprenggeometrie mit ähnlichem *Unterbohrung / Vorgabe* und *Seitenabstand / Vorgabe* Verhältnis und *Besatz / Bohrlochlänge* gewählt. Dies liegt in einer zulässigen Vergleichbarkeit begründet.

Der Bohrlochdurchmesser wird näherungsweise für beide Sprengschemas als gleich angenommen.

Es gelten folgende Beziehungen:

$$\text{Volumen / BL [m}^3\text{]} = s \cdot v \cdot H$$

$$\text{BL / Abschlag} = V_{\text{Abschlag}} / V_{\text{BL}}$$

$$m_{\text{BL / Abschlag}} = \text{BL / Abschlag} \cdot \text{BL Länge}$$

$$m_{\text{BL pro a}} = m_{\text{BL / Abschlag}} \cdot \text{Abschläge / a}$$

$$m_{\text{BL pro t}} = m_{\text{BL pro a}} / \text{Jahresproduktion [t/a]}$$

Volumen / BL...gewonnenes Volumen pro Bohrloch

s...Seitenabstand

v...Vorgabe

H...Etagenhöhe

V_{Abschlag} ...gewonnenes Volumen pro Gewinnungsabschlag

BL Länge...Länge Bohrloch

$m_{\text{BL / Abschlag}}$...Summe Bohrlochlängen pro Abschlag

$m_{\text{BL pro a}}$... Summe Bohrlochlänge pro Jahr

$m_{\text{BL pro t}}$... Bohrlochlänge pro t Rohgut

Der spezifische Sprengstoffbedarf [g / m³; g / t] und der Sprengstoffbedarf [kg / a] bleiben für die gleiche Jahreskubatur konstant.

Der Sprengstoffbedarf [kg / m] steigt von 15m auf 10m Etagenhöhe an, ebenso die Kosten [€ / m].

In den Kalkulationen sind die Arbeitskosten [€ / t oder € / m³] für den Ladevorgang der Bohrlöcher enthalten, es wird jedoch davon ausgegangen, dass diese bei unterschiedlichen Etagenhöhen konstant bleiben.

Dies entspricht nur näherungsweise der Realität (da bei geringerer Etagenhöhe mehr Bohrlöcher zu manipulieren), zur genauen Untersuchung wäre aber eine genaue Aufnahme während der Betriebsphase nötig.

Die Bohrkosten betragen im Jahr 2005 für eine Produktion von 505.000 t 61000 €.

Bei gegebenem Sprengschema (**15m Etagenhöhe**) betrug die Summe der Bohrlochlängen 26250 m.

Dies ergibt Bohrkosten von 2,32 €/m und Einheitskosten von **0,12 €/t**.

Bei der Berechnung der Bohrkosten bei 10m Etagenhöhe wird angenommen, dass die Bohrkosten pro Meter näherungsweise gleich bleiben.

Aus Tabelle 38 ist ersichtlich, dass bei **10m Etagenhöhe** die Summe der Bohrlochlängen 27280 m beträgt.

Daraus ergeben sich Kosten von 63290 €/a und **Einheitskosten von 0,13 €/t**.

In Tabelle 37 und Abbildung 5-5 ist eine Gegenüberstellung der Kosten bei verschiedenen Etagenhöhen ersichtlich.

Gegenüberstellung TB Hinterburg					
Etagenhöhe [m]	Sprengkosten [€/t]	Bohrkosten [€/t]	Gesamtkosten [€/t]	Veränderung 25-10m [%]	Veränderung 15-10m [%]
25	0,165	0,115	0,280	100	
15	0,229	0,122	0,351	125	100
10	0,252	0,130	0,382	136	109

Tabelle 37: Bohr- und Sprengkosten in Abhängigkeit von der Etagenhöhe

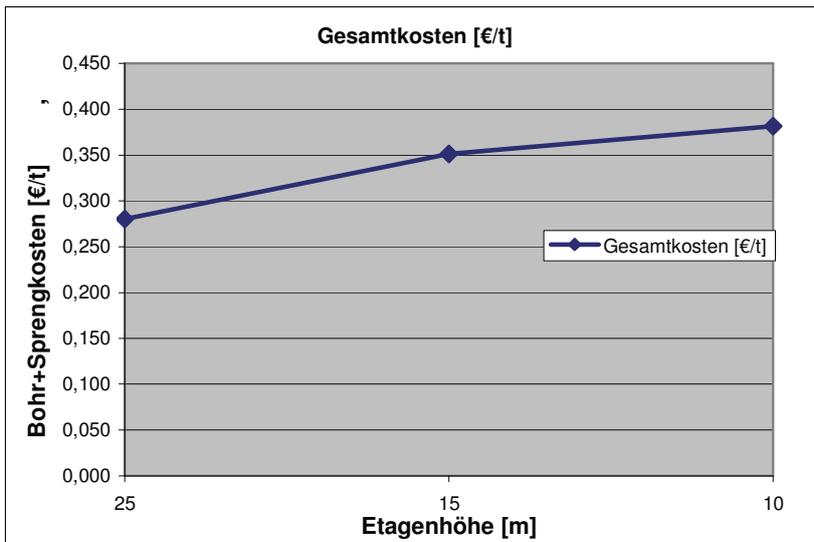


Abbildung 8-5: Bohr- und Sprengkosten in Abhängigkeit von der Etagenhöhe

Die Daten für 25m und 15m Etagen geben die aktuelle Situation im Steinbruch Hinterburg wieder.

Bei Reduktion von 25m auf 15m Etagenhöhe steigen die Bohr- und Sprengkosten um 25% an, die Kostenerhöhung bei Reduktion von 15m auf 10m Etagenhöhe liegt bei unter 10 %.

Diese Kostenerhöhung ist im Sinne eines höheren Gewinnungsausbringens und einer besseren Qualitätssicherung als absolut vertretbar zu bezeichnen.

b.) auf Basis des vorgesehenes Spreng- und Ladeschema für 15m Etagenhöhe im TB 21

Im Anhang C Investitionsrechnung auf beigelegter CD ist eine statische Investitionsrechnung für ein Bohrgerät Böhler Pneumatik BPI 114 für 15m und 10m Etagenhöhe für das gewählte Bohrschema im TB 21 angegeben.

Es ist ersichtlich, dass **im TB21 Bohrkosten von etwa 0,15 € / t (15 m Etagenhöhe) bzw. 0,16 € / t (10m Etagenhöhe)** angenommen werden können.

Aus den Kalkulationen geht auch hervor, dass für das gewählte Sprengschema die erforderliche Leistung des Bohrgerätes circa 790 Nettoboehrstunden pro Jahr betragen muss, was circa einer Einsatzzeit von 1350 Bh / a entspricht.

Die zu erwartenden Sprengkosten bei 10m Etagenhöhe auf Basis Sprengschema im TB 21 bei 15m Etagenhöhe errechnen sich über nachfolgende Tabellen.

Das Sprengschema ist im Anhang E angegeben.

E = 15m; Kubatur: 4463 m ³ ; ρ Gebirge= 2,8 t / m ³			
	Kosten [€ / m; € / kg]	Menge / BL [m ; kg]	Kosten € / Abschlag
MS Zünder MIZP 20	1,5	1	30,00
Detonex 20 g / lfm	0,6	17,5	210,02
Austrogel G1, 65/700	1,5	35,7	1071,51
Lambrit Lose	0,8	37,5	600,07
Lambrex 1 / 2 65/700	1,3		
Summe:			1911,60
spez. Sprengstoffverbrauch [kg/m ³]	0,328		
Sprengstoffbedarf [kg / m]	4,18		
Kosten [€/m]			5,46
Kosten [€ / BL]			95,57
Kosten [€ / m ³]			0,43
Kosten [€ / t]			0,15

E = 10m; Kubatur: 4463 m ³ ; ρ Gebirge = 2,8 t / m ³			
	Kosten [€ / m; € / kg]	Menge / BL [m ; kg]	Kosten € / Abschlag
MS Zünder MIZP 20	1,5	1	40
Detonex 20g / lfm	0,6	12,5	202,50
Austrogel G1, 65/700	1,5	26,4	1069,20
Lambrit Lose	0,8	27,7	598,32
Lambrex 1 / 2 65/700	1,3		
Summe:			1910,23
spez. Sprengstoffverbrauch [kg/m ³]	0,325		
Sprengstoffbedarf [kg / m]	4,43		
Kosten [€/m]			5,84
Kosten [€ / BL]			71,26
Kosten [€ / m ³]			0,43
Kosten [€ / t]			0,15

Tabelle 38: Berechnung Sprengkosten bei 15m und 10m Etagenhöhe im TB21

Sprengmittelkosten	Situation TB21	
	15m	10m
(ohne Arbeitskosten für Ladetätigkeit)		
Produktion [t/a]	912000	912000
ρ Gebirge [t/m ³]	2,8	2,8
Volumen / Abschlag [m ³]	4463	4463
Tonnen / Abschlag [t]	12496	12496
Abschläge / a	73	73
Etagenhöhe [m]	15	10
Vorgabe [m]	4,25	4,5
Seitenabstand [m]	3,5	3,7
Unterbohrung [m]	1,5	1,6
Bohrlochneigung [°]	70	70
BL Durchmesser [mm]	90	90
Bohrlochlänge [m]	17,5	12,2
Unterbohrung / Vorgabe	0,35	0,36
Seitenabstand / Vorgabe	0,82	0,82
Besatz / Vorgabe	0,94	0,93
Besatzlänge [m]	4	4,2
Volumen / BL [m ³]	223,125	166,5
BL / Abschlag	20,0	26,8
m BL / Abschlag	350,0	327,0
m BL / a	25546	23872
m BL/t	0,028	0,026
spez.Sprengstoffverbrauch [g/m ³]	328	325
Sprengstoffbedarf [kg / m]	4,18	4,43
Kosten [€ / m]	5,46	5,84
Kosten [€ / t]	0,15	0,15
Kosten [%]	100	100

Tabelle 39: Sprengschema und Sprengkosten im TB 21 bei 15m und 10m Etagenhöhe

	Volumen BL [m ³]	Volumen Sprengstoff / BL[m ³]	Volumen Besatz [m ³]	Summe	V BL / V ST
15m	0,11	0,07	0,03	0,10	1,5
10m	0,08	0,06	0,03	0,08	1,4

Tabelle 40: Gegenüberstellung Volumen Bohrloch – Volumen Sprengstoff – Volumen Besatz

Gegenüberstellung TB 21				
Etagenhöhe [m]	Sprengmittelkosten [€/t]	Bohrkosten gesamt[€/t]	Gesamtkosten[€/t]	Veränderung [%]
15	0,15	0,15	0,303	100
10	0,15	0,16	0,313	103

Tabelle 41: Gegenüberstellung Bohr- und Sprengkosten im TB21 bei 15m und 10m Etagenhöhe

Es ist zu beachten, dass die Arbeitskosten für den Ladevorgang der Bohrlöcher in dieser Kalkulation unberücksichtigt bleiben.

Dies liegt darin begründet, dass es schwer abschätzbar ist wie sich die Manipulationskosten mit unterschiedlichen Etagenhöhen ändern.

Es wird empfohlen dies während der Betriebsphase zu untersuchen.

Aus der Gegenüberstellung ist ersichtlich, dass im TB21 bei Reduktion der Etagenhöhe von 15m auf 10m eine Kostenerhöhung im Bohr- und Sprengbetrieb (ohne Arbeitskosten, nur Sprengmittel) von 3% zu erwarten ist.

Wie die Berechnungen auf Basis Hinterburgbruch belegen ist zu erwarten, dass auch inklusive den Arbeitskosten für das Laden der Bohrlöcher die Kostenerhöhung weniger als 10% betragen wird.

8.5 Etagenbreite

Die Etagenbreite ist als Funktion von Generalneigung der Arbeitsböschung, Bruchwandneigung und Etagenhöhe mit mindestens 10 m vorgegeben.

Der Platzbedarf für die Gewinnungsgeräte nimmt wesentlich Einfluss auf die Wahl der Etagenbreite.

Diese muss so bemessen sein, dass die Bewegungsfreiheit der Lade- und Fördermittel nicht eingeschränkt wird und es zu keiner unnötigen Verlängerung der Spielzeiten kommt.

Im Fall des kontinuierlichen Hauwerktransportes mit dem Loko-Link Förderbandsystem muss bei Positionierung des mobilen Systems auch auf den Etagen (nicht nur Hauptplanum) mit Rücksicht auf die Rückintervalle die Etagenbreite entsprechend groß gewählt werden, was sich jedoch negativ auf die Generalneigung auswirken kann.

Wenn das System mobiler Brecher – mobiles Loko-Link Förderbandsystem auf den Etagen zum Einsatz kommt, ist eine Etagenbreite von 10 – 12 m als sehr kritisch bzw. undurchführbar anzusehen. Bezüglich den Lade- und Gewinnungsgeräten auf den Etagen, im Wesentlichen Radlader, kann 10m Etagenbreite als absolut ausreichend angesehen werden.

Weiters nimmt die durch die Sprengung bedingte Ausbreitung des Hauwerks Einfluss auf die Wahl der Etagenbreite.

Aus sicherheitlichen und technischen Gründen ist es im Allgemeinen erforderlich, dass das herein gesprengte Material auf der Etage liegen bleibt und nicht auf tiefer liegende Etagen fällt. Die Ausbreitung des Hauwerks hängt von der Etagenhöhe, dem Hauwerksvolumen, dem Böschungswinkel und einer möglichen Schleuderwirkung beim Sprengvorgang ab.

Der Böschungswinkel des Hauwerks wird von der Sprenganlage und der Gebirgscharakteristik bestimmt.

Im Hartgesteinsbergbau liegt der Böschungswinkel im Allgemeinen zwischen 25° und dem Winkel der inneren Reibung des herein gesprengten Rohgutes ($30-40^\circ$).

Im rezenten Tagebau Hinterburg liegt der Böschungswinkel meist um 30° .

Abb. 8-6 zeigt in schematischer Form die geometrischen Zusammenhänge.

Aus Abb. 8-7 geht hervor, dass bei einem Böschungswinkel des Hauwerks von 30° die Mindestbreite der Etage vor der Sprengung etwa der Etagenhöhe entspricht.

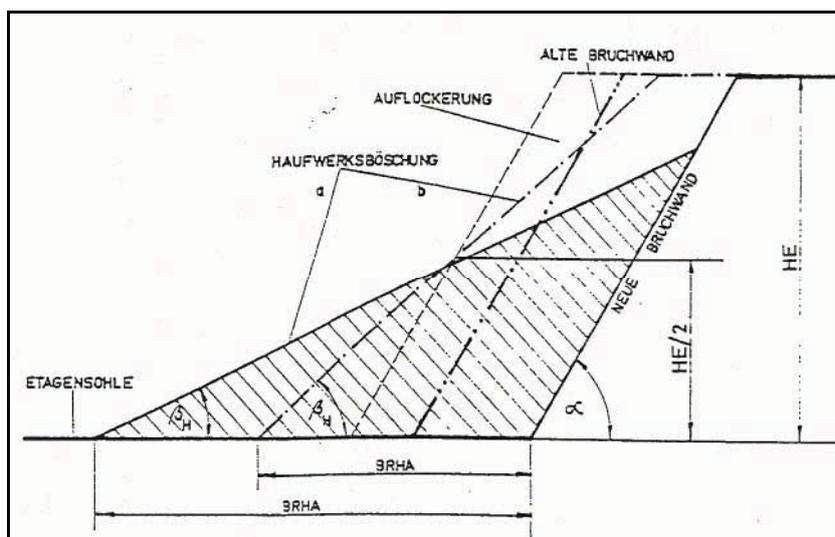


Abbildung 8-6: Hauwerksausbreitung auf der Etagensohle als Funktion des Haufwerksböschungswinkels β_H ¹⁷

¹⁷ Skriptum Universitätslehrgang Sprengingenieurwesen, MU Leoben, 2004

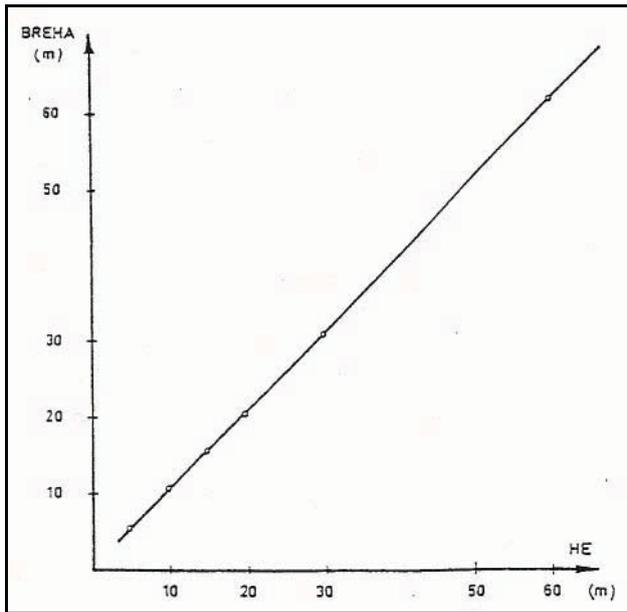


Abbildung 8-7: Zusammenhang zwischen der zur Aufnahme des Hauwerks vor dem Schiessen notwendigen Etagenbreite und der Etagenhöhe für durchschnittliche Betriebsverhältnisse im Hartgestein bei Böschungswinkel $\beta_H=30^\circ$ ¹⁸

Bei einer Generalneigung der Arbeitsböschung von $<35^\circ$

(Generalneigung Endböschung = 35°) und Etagenhöhen von 10m ergibt sich eine Mindestetagenbreite von $> 12m$.

Diese Etagenbreite erfüllt die nötigen Anforderungen und kann als ausreichend angesehen werden (für Rangieren Radlader) , außer bei Einsatz des Systems mobiler Brecher – Förderband auf den Etagen.

¹⁸ Skriptum Universitätslehrgang Sprengingenieurwesen, MU Leoben, 2004

8.6 Anzahl der gleichzeitig im Verhieb stehenden Etagen

Mit Hilfe der Planungssoftware ProMIS des Unternehmens MineIT , wurde eine Auswertung der Qualitätsinhalte von 10m Scheiben (=10m Etagenhöhe) in den einzelnen Abbauphasen durchgeführt.

Als Ausgangshöhe wurde 1570 m ü. A. gewählt.

In Phase 2 wurde der Bereich 1600m-1570m nicht berücksichtigt, da sich in diesem Bereich kein Prospektionsbohrloch befindet.

Es ist zu berücksichtigen, dass diese Auswertung hinsichtlich Aussagesicherheit kritisch zu beurteilen ist.

Die Gründe wurden bereits ausgiebig in den vorhergehenden Kapiteln diskutiert.

Phase 1		Anteil Qualität				
Etage	Q1a	Q1	Q2	Q3	n.a.	
1560-1570	100%	0%	0%	0%	0%	
1550-1560	62%	38%	0%	0%	0%	
1540-1550	63%	21%	3%	0%	13%	
1530-1540	38%	13%	13%	0%	38%	
1520-1530	0%	28%	37%	0%	35%	
1510-1520	0%	32%	40%	0%	28%	
1500-1510	40%	13%	46%	0%	0%	
1490-1500	22%	15%	64%	0%	0%	
1480-1490	50%	50%	0%	0%	0%	
1470-1480	92%	0%	8%	0%	0%	

Phase 2		Anteil Qualität				
Etage	Q1a	Q1	Q2	Q3	n.a.	
1560-1570	39%	18%	42%	0%	0%	
1550-1560	32%	0%	44%	0%	24%	
1540-1550	45%	43%	12%	0%	0%	
1530-1540	0%	23%	45%	0%	32%	
1520-1530	0%	11%	57%	0%	32%	
1510-1520	0%	25%	63%	0%	11%	
1500-1510	14%	22%	49%	0%	14%	

Phase 3		Anteil Qualität				
Etage	Q1a	Q1	Q2	Q3	n.a.	
1490-1500	15%	28%	57%	0%	0%	
1480-1490	14%	49%	8%	0%	29%	
1470-1480	80%	0%	20%	0%	0%	
1460-1470	47%	53%	0%	0%	0%	
1450-1460	50%	25%	0%	0%	25%	
1440-1450	35%	0%	33%	0%	33%	

Tabelle 42: Anteile der Lagerstättenqualitäten L-Qges= Q1a, Q1, Q2, Q3 in 10m Scheiben in den verschiedenen Abbauphasen

Phase 1		Masse [t]						
Etage	Volumen [m³]	Masse [t]	Q1a	Q1	Q1 ges.	Q2	n.a.	Q2/Q1 ges. [%]
1570-60	15.000	42.000	42.000	0	42.000	0	0	0
1560-50	150.000	420.000	260.111	159.889	420.000	0	0	0
1550-40	480.000	1.344.000	844.098	284.319	1.128.417	46.763	168.820	4
1540-30	670.000	1.876.000	703.500	234.500	938.000	234.500	703.500	25
1530-20	780.000	2.184.000	0	603.749	603.749	813.546	766.705	135
1520-10	750.000	2.100.000	0	681.806	681.806	835.206	582.988	122
1510-00	640.000	1.792.000	721.167	240.389	961.557	830.443	0	86
1500-1490	420.000	1.176.000	253.956	171.806	425.762	750.238	0	176
1490-80	400.000	1.120.000	560.000	560.000	1.120.000	0	0	0
1480-70	300.000	840.000	774.847	0	774.847	65.153	0	8
Σ	4.605.000	12.894.000	4.159.679	2.936.459	7.096.138	3.575.849	2.222.013	

Phase 2		Masse [t]						
Etage	Volumen [m³]	Masse [t]	Q1a	Q1	Q1 ges.	Q2	n.a.	Q2/Q1 ges. [%]
1570-60	100.000	280.000	110.193	51.570	161.763	118.237	0	73
1560-50	410.000	1.148.000	369.653	0	369.653	505.434	272.913	137
1550-40	600.000	1.680.000	756.366	728.191	1.484.557	195.443	0	13
1540-30	580.000	1.624.000	0	365.972	365.972	731.944	526.085	200
1530-20	610.000	1.708.000	0	193.541	193.541	967.705	546.754	500
1520-10	890.000	2.492.000	0	630.412	630.412	1.576.029	285.560	250
1510-00	1.100.000	3.080.000	445.386	675.776	1.121.162	1.513.451	445.386	135
Σ	4.290.000	12.012.000	1.681.599	2.645.461	4.327.060	5.608.244	2.076.697	130

Phase 3		Masse [t]						
Etage	Volumen [m³]	Masse [t]	Q1a	Q1	Q1 ges.	Q2	n.a.	Q2/Q1 ges. [%]
1500-1490	910.000	2.548.000	394.844	703.185	1.098.029	1.449.971	0	132
1490-80	1.040.000	2.912.000	419.117	1.414.494	1.833.611	240.154	838.235	13
1480-70	1.130.000	3.164.000	2.531.200	0	2.531.200	632.800	0	25
1470-60	1.001.000	2.802.800	1.319.052	1.483.748	2.802.800	0	0	0
1460-50	860.000	2.408.000	1.206.111	603.055	1.809.166	0	598.834	0
1450-40	480.000	1.344.000	466.142	0	466.142	438.929	438.929	94
Σ	5.421.000	15.178.800	6.336.466	4.204.482	10.540.949	2.761.854	1.875.997	26

Tabelle 43: Masse und Volumen der Qualitäten in 10m Scheiben in den verschiedenen Abbauphasen

Aufgrund der deutlichen Unterschiede hinsichtlich der Qualitätsverteilung in den einzelnen 10m Scheiben kann die Aussage getätigt werden, dass es für eine **funktionierende Qualitätssteuerung** erforderlich sein wird, jedenfalls **mehr als eine Etage gleichzeitig im Verhieb** zu haben.

Diese Erkenntnis hat Auswirkung auf die nachfolgende Diskussion und Gegenüberstellung möglicher Fördervarianten- und Kombinationen.

9 Fördertechnik

Verschiedene Fördervarianten und Maschinenkombinationen werden hinsichtlich ihrer technischen und wirtschaftlichen Performance untersucht und verglichen. Es wird eine Empfehlung für die Maschinenanschaffung und das Materialhandling abgegeben.

Die Förderung von den Hauptgewinnungsbetriebspunkten im TB 21 soll über ein System **mobiler Brecher – mobile Bandanlage – semimobile Strossenbandanlage – Sturzschacht** erfolgen.

Die Aufgabe in den Brecher soll mittels Hydraulikbagger durchgeführt werden.

Technische Daten mobiler Brecher, mobile Bandanlage, semimobiles Strossenband:

Mobiler Vorbrecher (Beispiel Metso LT140):	350 kW Antriebsleistung 120 t Gesamtgewicht 675 t/h Leistung bis 700 t/h möglich 900 mm Aufgabegröße 1400x1040 Maulweite 12 m ³ Aufgabebunker...auch größer möglich...bis 24m ³ 0-250 mm Korngröße Austrag 3 m Breite ca. 7 m Höhe ca. 20 m Länge ca. 15 m Wendekreis außen 5 m Wendekreis innen 20 ° Steigfähigkeit 1 km / h Umstellgeschwindigkeit 825000 € Investitionskosten
mobile Bänder (Beginn 2 Stk.)	1200 mm Bandbreite 36 m Länge...zw. 25m und 36m möglich 680 t/h Förderleistung bis 0-250 mm Aufgabekorngröße Rohgut 18,5 kW Antriebsleistung 75000 € Investition pro Stk.
Strossenband	1000 mm Bandbreite 110 m Länge (je nach Bedarf) 680 t/h Förderleistung bis 0-250 mm Aufgabegröße Rohgut 22 kW Antriebsleistung

Tabelle 44: Technische Daten System mobiler Vorbrecher – mobile Bänder – Strossenband

Wie folgende statische Investitionsrechnung zeigt, sind bei der erforderlichen Förderleistung von 912.000 t / a und bis zu 700 t / h Einheitskosten von circa 0,18 € / t zu erwarten.

Die Abschreibung erfolgt über eine realistische Gesamtlebensdauer der Geräte (Schätzung anhand von Vergleichsdaten) von 20 Mio.t = 22 Jahre.

Dies entspricht nicht der in der Buchhaltung üblichen Abschreibungsdauer für Maschinen (z.B.: 10 Jahre) und ist als eine technisch-wirtschaftliche Investitionsrechnung zu verstehen.

Gesamtgewinnungskosten am Hauptbetriebspunkt	
	€/t
Bohren und Sprengen	0,35
Hydraulikbagger	0,3
System mobiler Brecher + Loko-Link und Strossenband	0,2
<i>(incl. durchschnittliche Rückkosten)</i>	
Sturzschant (je nach Variante)	0,08 - 0,18
Summe	1,03

Abbildung 9-1: Gewinnungskosten am Hauptbetriebspunkt

Am Hauptgewinnungsbetriebspunkt sind Kosten von 1 – 1,1 € /t zu erwarten.

Mobiler Vorbrecher LT140 + mobile Bänder Loko Link (2) + Strossenband	
Anschaffungskosten	1250000 €
Einsatzzeit / Jahr	1350 Bh / a
Lebensdauer	20 Mio.t
Abschreibungsdauer	22 a
Restwert	0 €
max. Leistung (bis zu)	700 t/h
mögliche Produktion pro d	6300 t/d
mögliche Produktion pro a	945000 t/a
Auslastungsgrad (excl. W.& I.)	97 %
Fixkosten	
Kapitalmarktzinssatz	7 %
Kalkulationszinsfuß	0,07 %
Abschreibungsdauer	22 a
Kapitaldienstfaktor	8,1 %
Kalk. Zinsen	43750 €/a
Kalk. Abschreibungen	57000 €/a
Kapitaldienst	100750 €/a
Kalk. Zinsen	32 €/h
Kalk. Abschreibungen	42,2 €/h
Kapitaldienst	74,6 €/h
Kosten variabel	
Leistung gesamt	390 kW
Wirkungsgrad	0,8
Strom	0,122 € / kWh
Energie	38,064 €/h
	51386,4 €/a
I.&R. Kostenfaktor (incl. Verschleiss)	15 % p.a.
I.&R. Kosten	11,2 €/h
Gesamtkosten	
Fixkosten	74,6 €/h
	100750 €/a
Kosten variabel	49,3 €/h
	66499 €/a
Gesamtkosten	123,9 €/h
	167249 €/a
Einheitskosten	
Rückkosten	0,18 €/t
	0,02 € / t
Gesamtkosten	0,2 € / t

Tabelle 45: Investitionsrechnung System Mobiler Brecher Metso LT 140 inclusive Bänder

Während der Startphase 2 müssen 2 mobile Brecher im Einsatz sein.

Folgende Lösungen sind möglich:

1. Anmietung 2. mobilen Brecher
2. Neuanschaffung mobilen Brechsystem vor Startphase 2 für Betriebsphase 1 und Verwendung Brecher alt für Startphase 2

Für die erforderliche Ladeleistung von bis zu 700 t / h an der Hauptförderstelle kommt ein Hydraulikbagger der 7 m³ Grabgefäßvolumen und 120 t Dienstgewicht Leistungsklasse in Frage.

In Anhang C auf CD ist die statische Investitionsrechnung und Leistungsberechnung eines Hydraulikbaggers dieser Leistungsklasse gegeben.

Es sind an der Hauptladestelle Einheitskosten für den Hydraulikbagger von **0,33 € / t** zu erwarten.

Hydraulikbagger (Beispiel Liebherr R984)	120 t Dienstgewicht 7 m ³ ca. Schaufelinhalt 90 l/h Dieserverbrauch ca. 825000 € Investition 830 t/h Leistung bis 15300 € Mietkosten pro Monat 504 kW Leistung
---	---

Tabelle 46: Technische Daten Hydraulikbagger

9.1 Einfluss Etagenhöhe auf Förderkosten

Bei einer Rampenneigung von z.B. 12 % beträgt die Rampenlänge bei

15 m Etagenhöhe 125 m

10m Etagenhöhe 85 m .

Dieser Unterschied von ca. 50 % ist bei Förderung mit LKW oder Radlader im LHD-Betrieb mit Förderkosten verbunden.

Somit sind Etagenhöhen < 15m sowohl im Hinblick auf Qualitätsvermischungen als auch in fördertechnischer Hinsicht zu bevorzugen.

9.2 System: mobiler Brecher – Förderband

Eine technische Skizze vom System mobiler Brecher (System Nordberg: Lokotrack LT 140) und den mobilen Bändern (System Nordberg: Lokolink) ist im Anhang D gegeben.

Die Idee der Lokolink-Förderer ist, dass diese dem Lokotrack während des Brechvorganges dem Abbaustoss folgen.

Der Lokotrack versetzt die Förderer beim Fahren zur nächsten Brechstelle.

Bei den Sprengarbeiten müssen die Förderer in einem sicheren Abstand versetzt werden.

Jeder Förderer kann entweder individuell oder in Einheiten von zwei oder drei Sektionen versetzt werden.

Die Förderer werden mit mobilen Standardfahrzeugen (z.B.:Radlader) oder mit dem Lokotrack selbst versetzt.

Die Förderer können zu der neuen Stellung entweder geschoben oder gezogen werden und folgen dem Lokotrack nach dem Versetzen auf Betriebsstellung.

Beim Umstellvorgang muss darauf geachtet werden, dass der Boden möglichst eben ist, ansonsten können sich massive Probleme bezüglich der Positionierung des Lokolinksystems einstellen.

Dies ist in der Betriebsphase zu berücksichtigen, Sprengtechnik und Etagenberäumung müssen auf eine möglichst ebene Etagenoberfläche optimiert werden.

Hinsichtlich der wirtschaftlichen Beurteilung des Umstellprozesses werden folgende Annahmen getroffen:

1. Umstellen 100 mal jährlich (nach jedem Gewinnungsabschlag) um eine durchschnittliche Distanz von 50m
2. Umstellvorgang durch 2 Arbeitnehmer (excl. Radladerfahrer)
3. Umstelldauer : 60 min.
4. 1 Radlader zum Versetzen + Neupositionieren des Systems

Diese Annahmen werden als Basis folgender Kostenrechnung herangezogen:

Arbeitskosten pro MA	28	€/h
Anzahl MA	2	
Energie Lokotrack	vernachlässigbar	
Kosten Radlader+Fahrer	90	€/h
mittlere Rückstrecke	50	m
Rückvorgänge / a	100	1 / a
Zeit	1	h
Kosten [€ / Vorgang]	146	
Kosten [€ / Jahr]	14600	
Kosten [€ / t]	0,02	€ / t

Tabelle 47: Kostenrechnung Umstellvorgang System Loko-Track und Loko-Link

.In der Dissertation von Korak J., *Technisch-wirtschaftliche Untersuchung der Transportbetriebsmittel unter besonderer Berücksichtigung der Transportmittel-Kombination Fahrbare Brechanlage-Gurtbandanlage für den Transport der Haufwerke im engeren Festgestein-Tagebaubereich*, 1977, wird ein Wert für durchschnittliche Rückkosten von mobilen Brechsystemen angeführt, der von DM auf € umgerechnet und mit einer mittlerer Inflationsrate von 2% abgeglichen 0,15 € / m² ergibt.

Bei einer Abbaumenge von 900.000 t / a = 326.000 m³ / a ($\rho_{\text{mittel}}=2,8 \text{ t / m}^3$) ergibt sich bei 10m Etagenhöhen eine notwendige Abbaufäche von 33.000 m².

Es ergeben sich Umstell- und Rückkosten von 0,01 € / t.

Umstell+Rüstkosten Loko Track+Link	
Rückfläche / a	33000 m ²
Rückkosten	0,15 €/m ²
Rückkosten	4950 €/a
Rückkosten	0,01 €/t

Tabelle 48: Kostenrechnung Umstellvorgang System Loko-Track und Loko-Link

Die Umstell- und Rückkosten des Systems mobiler Brecher-Loko Link bei Bewegung des Systems am Hauptplanum und kurzen Rückwegen liegen also im Euro-Cent Bereich und können als untergeordnete Kosten bezeichnet werden.

Bei oftmaligen Umsetzen und Umstellen des Brechsystems auf die Etagen trifft diese Aussage nicht mehr zu!

9.3 Wirtschaftlichkeitsbetrachtung verschiedener Fördervarianten

In diesem Kapitel wird nur eine Zusammenfassung und Gegenüberstellung der untersuchten Fördervarianten und Kombinationen angeführt.

Die detaillierten und vollständigen Berechnungen der einzelnen Varianten sind zu umfangreich und deshalb auf beigelegter CD zu finden.

Die angenommenen Förderdistanzen wurden vom Autor auf Plausibilität geprüft.

Als Basis der Berechnungen dienen folgende Ausgangsdaten und Informationen der Hersteller:

Basis für Förderberechnungen	
Förderdistanzen:	Abschätzung und Annahmen
Ladespiel- + Zykluszeiten:	Div. Diagramme & Tabellen
	Liebherr Caterpillar Handbook
Techn. Daten:	Herstellerangaben Volvo Bilia Caterpillar Liebherr

Gerät	Volumenklasse SAE 2:1[m³]	ca. Leistung [kW]	Mietkosten ca. [€/Monat]
	3,5	150	4000
Radlader	5,5	200	5000
	7,5	300	10000
Hydraulikbagger	3,0	200	7000
Hydraulikbagger	6,5	500	15000
Dumper	17	220	5500

Den Berechnungen liegt zugrunde, dass über eine längere Periode betrachtet von jeder Etage annähernd gleich viel gefördert werden muss.

Sämtliche Berechnungen sind als größenordnungsmäßige erste Abschätzungen zu verstehen um geeignete Fördervarianten herauszufiltern.

Es werden folgende Fördervarianten und Gerätekombinationen untersucht:

1. Betriebsstellung: mobiles Brechsystem am Hauptplanum
2. Betriebsstellung: mobiles Brechsystem auf Etage 1
3. Variante: Aufgabe in mobilen Brecher erfolgt durch Radlader
(anstelle Hydraulikbagger)

1) Betriebsstellung: mobiles Brechsystem am Hauptplanum

Definitionen und Abkürzungen:

RL...Radlader LHD...Load Haul Dump Betrieb

HY...Hydraulikbagger

Dumper...Knickgelenkte Mulde mit Allradantrieb

HP...Hauptplanum

E... Etage

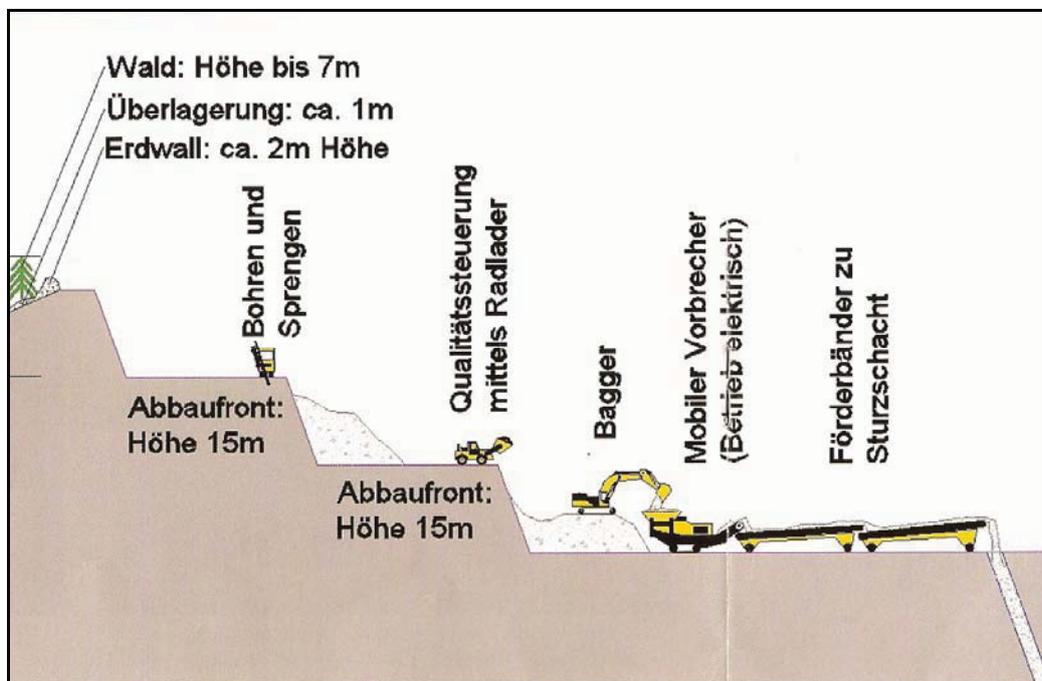


Abbildung 9-2: Definition Hauptplanum – Etage 1 und Etage 2¹⁹

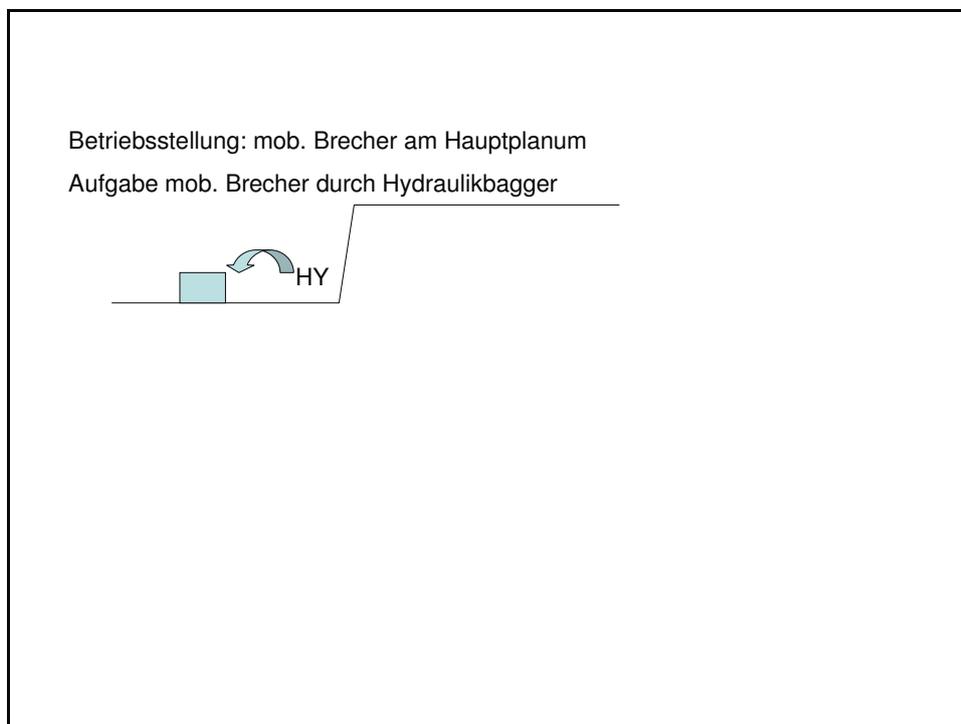
¹⁹ Gewinnungsbetriebsplan TB 21, Diabaswerk Saalfelden, 2003

A) 1) 100 % der Produktion (900.000 t / a) aus Hauptbetriebspunkt am Hauptplanum über System Hydraulikbagger - mobiler Brecher – Loko-Link

2) 30 % der Jahresproduktion (ca. 270.000 t /a) mit Radlader vom Betriebspunkt 2 am Hauptplanum zum Hauptbetriebspunkt (nur relevant bei Qualitätsmischung im Tagebaubereich)

Durchschnittliche mittlere Förderdistanz: 100 m

Abbildung 9-3: Skizze mobiler Brecher am Hauptplanum



B) 33 % der Jahresproduktion (ca. 300.000 t /a) von der Etage 1 zum Hauptbetriebspunkt am Hauptplanum

Variante 1) Radlader stürzt direkt neben mobilen Brechsystem über Etage

Durchschnittliche mittlere Förderdistanz: 50 m

Variante 2) Kombination Radlader – SLKW

Förderung mit Dumper / SLKW zum Hauptplanum

Variante 3) Radlader 1 stürzt von Etage 1 auf Hauptplanum, Radlader 2 am Hauptplanum in LHD zum mobilen Brecher

Durchschnittliche mittlere Förderdistanz Radlader 2: 100 m

Variante 4) Hydraulikbagger stürzt von Etage 1 auf Hauptplanum, Radlader am Hauptplanum in LHD zum mobilen Brecher

Durchschnittliche mittlere Förderdistanz Radlader: 100 m

Variante 5) Förderung von Etage 1 mit Radlader in LHD zum mobilen Brecher

(gleiche Förderstrecke wie bei Variante 2)

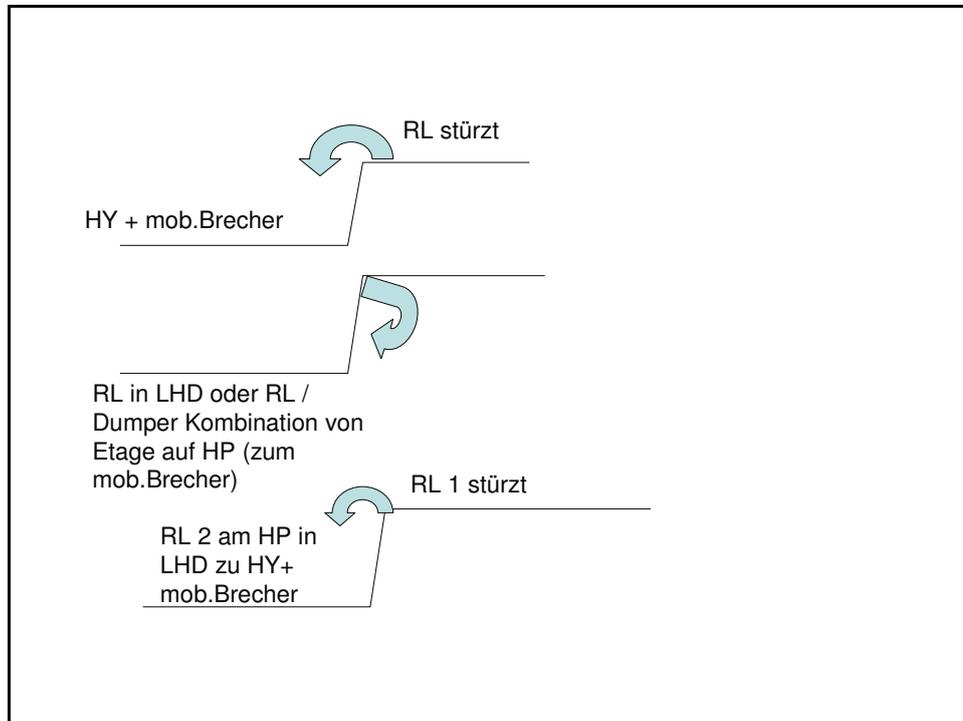


Abbildung 9-4: Skizze Förderung von Etage 1 auf HP

C) 33 % der Jahresproduktion (ca. 300.000 t / a) von Etage 2

Variante 1) Kombination: Ladegerät: Radlader – Fördergerät: SLKW / Dumper

(gleiche Förderstrecke wie bei Variante 2)

Variante 2) Förderung mit Radlader in LHD zum mobilen Brecher

(gleiche Förderstrecke wie bei Variante 1)

Variante 3) Radlader 1 stürzt auf Etage 1, Radlader 2 im LHD von Etage 1 zum mobilen Brecher am Hauptplanum

Variante 4) Radlader 1 stürzt von Etage 2 auf Etage 1, Radlader 2 (oder Radlader 1 zeitversetzt) von Etage 1 auf Hauptplanum

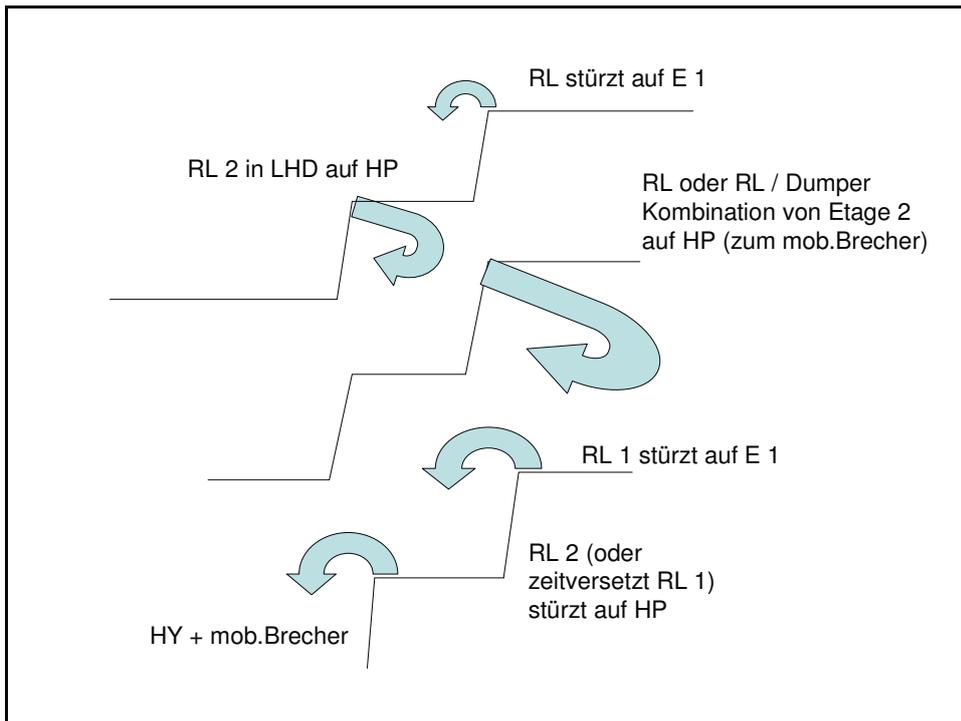


Abbildung 9-5: Skizze Förderung von Etage 2 auf HP

Nachfolgende Gegenüberstellung zeigt die kostenmäßige Entwicklung der verschiedenen Fördervarianten, aufgeschlüsselt nach der jeweiligen Förderebene.

Bei den einzelnen Varianten wird die jeweils günstigste Geräteklasse und Gerätekombination angegeben. Die vollständigen Berechnungen sind auf der beiliegenden CD ersichtlich.

Auslastungsgrad der Maschinen:

Der Auslastungsgrad der Maschinen, bezogen auf 1350 Arbeitsstunden pro Jahr, liegt bei den günstigsten Varianten über 90% (siehe CD).

Lediglich bei den Kombinationen Ladegerät: Radlader – Fördergerät: Dumper liegt der Auslastungsgrad bei etwa 50 – 60 %, was einer Einsatzzeit von 700 Betriebsstunden pro Jahr entspricht.

Die Abschreibung in der statischen Investitionsrechnung erfolgt über die eingesetzten Betriebsstunden. Die Kosten für den Arbeitnehmer (z.B. Fahrer) werden ebenfalls nur über die Betriebsstunden des Gerätes berechnet, d.h. es wird davon ausgegangen, dass der Mitarbeiter nur 700 Arbeitsstunden im Jahr beschäftigt ist.

Dies erklärt warum die Radlader – Dumper Kombination entgegen den vorliegenden Erfahrungen im Betrieb Hinterburg sehr günstig ist.

Laut Meinung des Autors ist die Vorgehensweise für diese Art der Berechnung dennoch ausreichend genau und somit zulässig.

Bei den Kombinationen

- a) Radlader stürzt über Etage 1 auf Hauptplanum
- b) Radlader stürzt über Etage 2 auf Etage 1 und danach auf Hauptplanum

liegt der Auslastungsgrad der Radlader der 5-6 m³ Klasse zwischen 50% - 58 % bezogen auf 1350 Arbeitsstunden pro Jahr.

Das heißt, dass die erforderliche Förderleistung von Etage 2 und 1 mittels Stürzen über die Etagen durch einen einzigen Radlader der 5 – 6 m³ Klasse erzielbar ist (eventuell ein Überstundenaufwand von 150 – 200 h / a notwendig)!

Als kostengünstigste Varianten stellen sich

1. Variante A 1)
2. Variante A 2)

heraus.

Wird in der Betriebsstellung mobiler Brecher am Hauptplanum Rohgut von der Etage 1 auf das Hauptplanum gefördert, stellen sich die

1. Variante B 1) (RL stürzt von E1 auf das Hauptplanum)

2. Variante B 2) und B 3) (RL oder Hydraulikbagger stürzt von E1 auf das HP, RL in LHD am HP zum mobilen Brecher)

als kostengünstigste heraus.

Kostenmäßig ist die Varianten B 1 am günstigsten, Varianten B 2 und B 3 liegen in etwa 40 % über den Kosten der Variante B 1.

Die Varianten unterscheiden sich allerdings deutlich hinsichtlich ihrer möglichen durchschnittlichen Förderdistanzen.

In Variante B 1 sind die Abschlüge am Hauptplanum und auf der Etage 1 hinsichtlich ihrer Position voneinander abhängig, da der Radlader direkt über die Etage neben den Hydraulikbagger und mobilen Brecher stürzt.

Diese Variante ist auch sicherheitstechnisch als kritisch zu beurteilen.

Es ist allerdings auch möglich, das gestürzte Haufwerk liegen zu lassen und den mobilen Brecher zeitversetzt dorthin zu bewegen.

(außer bei Variante Mischen im Tagebaubereich)

Varianten B 2 und B 3 (Radlader 1 oder HY stürzt, Radlader 2 im LHD zum mobilen Brecher) weisen eine geringe Abhängigkeit der Abbaufrenten auf.

Betriebsstellung: mob. Brecher am Hauptplanum					
Förderebene:	Variante:	Nach- / Vorteil:	Gerätekombi / Klasse	€/t	Veränderung [%]
Hauptplanum	1) 100% Hauptbetriebspunkt			0,6	100
	2) 30% (270.000t/a) vom Hauptplanum (durchschnittliche einfache Förderdistanz LHD: 100m)		RL 5,5m³	0,98	163
Etage 1	1) RL stürzt neben mob.Brecher bzw. auf das HP	gewisse Abhängigkeit der Abbaufrenten Sicherheit?	RL 5,5m³	0,94	156
	2) HY klein stürzt, RL in LHD zum mob.Brecher		RL : 5,5m³ HY : 3,0 m³	1,32	220
	3) RL 1 stürzt, RL 2 in LHD zum mob.Brecher (durchschnittliche einfache Förderdistanz LHD: 100m)	geringere Abhängigkeit als 1) Radlader = Lade+Fördergerät (vielfältig einsetzbar)	RL 1: 5,5m³ RL 2: 5,5m³	1,33	221
	4) RL + Dumper / SLKW	keine Abhängigkeit! Dumper nur als Fördergerät einsetzbar	RL : 5,5m³ Dumper: 2*25t/17m³	1,61	269
	5) RL in LHD von Etage		RL: 2* 7,5m³	1,79	298
Etage 2	1) RL 1 stürzt auf E1, RL 2 (RL 1 zeitversetzt) stürzt auf HP		RL: 5,5 m³	1,22	203
	2) RL + Dumper		RL: 5,5m³ Dumper: 2* 25t/17m³	1,37	228
	3) RL 1 stürzt auf E1, RL 2 in LHD auf HP (durchschnittliche einfache Förderdistanz LHD:200m+ Rampe)		RL 1 : 5,5m³ RL 2: 3*7,5m³	2,54	423
	4) RL im LHD (gleiche Förderstrecke wie Dumper)		RL: 3*12,3m³ RL: 5*7,5m³	2,38 3,26	397 543

Tabelle 49: Gegenüberstellung Förderkombinationen bei Betriebsstellung mobiler Brecher am Hauptplanum

Bei Betriebsstellung mobiler Brecher am Hauptplanum und Förderung von Etage 2 ist die

Variante C 1) RL 1 stürzt von E2 auf E1, RL 2 (oder RL 1 zeitversetzt) stürzt von E1 auf das
HP

und

Variante C 2) RL und Dumper Kombination

als kostenmäßig gleichwertig zu beurteilen.

In den UVP- Verhandlungen in Zuge des Projektes TB21 wurde der Einsatz von SLKW ausgeschlossen. Die Gegenüberstellung zeigt, dass dies keine kostenmäßigen Nachteile mit sich bringt und die erforderliche Förderkapazität auch durch 1 Radlader der 5 – 6 m³ Klasse durch stürzen von den Etagen erreichbar ist.

2) Betriebsstellung: mobiles Brechsystem auf Etage 1

Das System

Mobiler Brecher auf Etage – mobile Bänder Loko-Link – Steilförderband über Etage –
Strossenband – Sturzschacht
findet Anwendung.

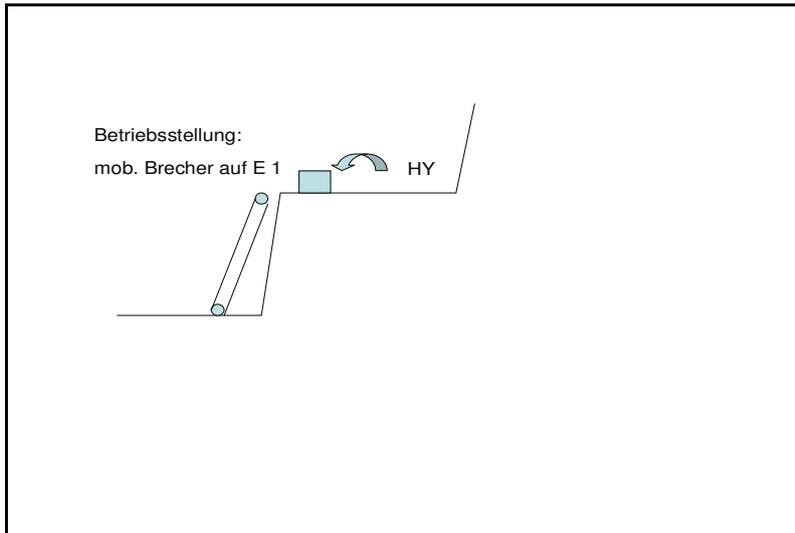


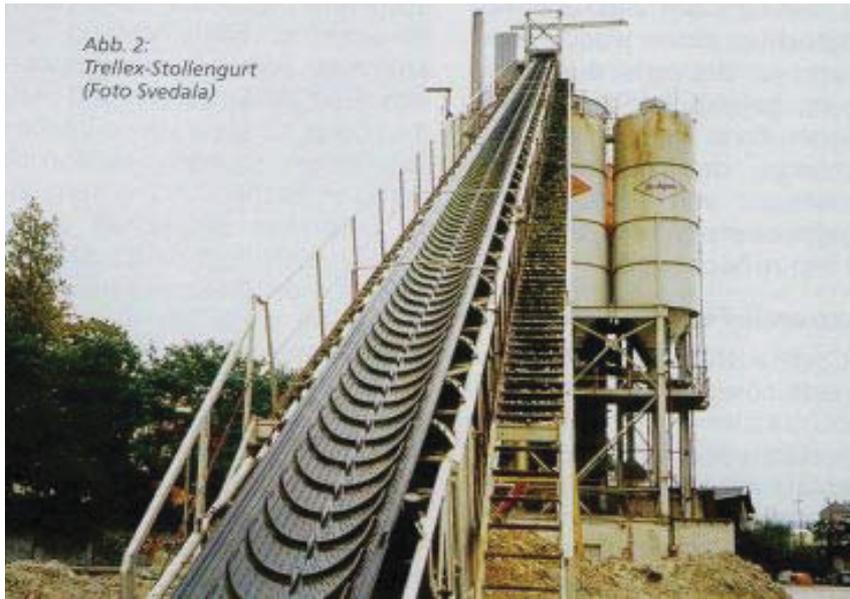
Abbildung 9-6: Skizze System mobiler Brecher auf Etage

Die Einsatzmöglichkeit und grundsätzliche technische Machbarkeit eines Steilförderbandes (z.B.: Svedala, Typ Stollengurtband Trellex) für die erforderlichen Anforderungen wie Höhe und Aufgabekorngröße Rohgut $k_{\max}=250\text{mm}$, wurde vom Institut für Fördertechnik, MUL und den Firmen METSO Minerals und Beumer GmbH bestätigt.

Genauere technische Angaben sind ohne Vorprojektierung nicht erhältlich.

Techn. Daten Steilförderband Trellex Stollengurt		
max. Neigung	35	°
Förderleistung bis	$\sim 10^2$	t / h
Leistung	~ 10	kW
Höhenunterschied	10	m
Bandlänge	17	m
Länge söhlig	14	m

Tabelle 50: Technische Daten Steilförderband



9-7: Beispiel Steilförderband Svedala Trellex Stollengurtförderer²⁰

Techn. Beurteilung mob. Brecher LT140 auf Etage:	
Platzangebot:	Bmin = 30 - 40 m
Rückkosten+Zeiten:	1/2 - 1 Schicht z.B. 1x monatlich
Rückvorgang Loko-Link:	kritisch ! (wegen geringen Platzangebot)
Abbauführung:	Abhängigkeit der Fronten (wegen Reichweite System Loko-Link-Steilförderband , Zurückfahren Etage eingeschränkt)
Anforderung Bruchwand:	exakt und sauber

Tabelle 51: Statische Investitionsrechnung Steilförderband

Umstell+Rüstkosten Steilförderband	
Arbeitskosten pro AN	28 €/h
Anzahl AN	3
Kosten Radlader+Fahrer	90 €/h
mittlere Rückstrecke	100 m
Rückvorgänge / a	20 1 / a
Zeit	4 h
Kosten [€ / Vorgang]	426
Kosten [€ / Jahr]	8520
Kosten [€ / t]	0,01 € / t

²⁰ Firma Svedala

Tabelle 52: Umstell- und Rüstkosten

Steilförderband Trellex-Stollengurt	
Investition circa	300.000 €
Einsatzzeit / a	1350 Bh / a
Lebensdauer	20 Mio.t
Restwert	0 €
Fixkosten	
Kapitalmarktzinssatz	7 %
Kalkulationszinsfuß	0,07 %
Abschreibungsdauer	22 a
Kalk. Zinsen	10500 €/a
Kalk. Abschreibungen	13740 €/a
Kapitaldienst	24240 €/a
Kalk. Zinsen	8 €/h
Kalk. Abschreibungen	10,2 €/h
Kapitaldienst	18,0 €/h
Kosten variabel	
Leistung gesamt	40 kW
Energie	3,904 €/h
	5270,4 €/a
I.&R. Kostenfaktor	15 % p.a.
I.&R. Kosten	2,7 €/h
Gesamtkosten	
Fixkosten	18,0 €/h
	24240 €/a
Kosten variabel	6,6 €/h
	8906 €/a
Gesamtkosten	24,6 €/h
	33146 €/a
Einheitskosten	0,04 €/t
Rückkosten	0,02 €/t
Gesamtkosten	0,10 €/t

Aufgrund der schlechten Informations- und Datenlage kann nur die Aussage getroffen werden, dass die Einheitskosten für dieses System um die kleiner als 0,1 € / t liegen würden.

Laut Expertenmeinung spricht nichts gegen eine technische Machbarkeit.

Der Umstellvorgang wird allerdings im Vergleich zu den mobilen Loko-Track Bändern als schwieriger angesehen.

Die Positionierung des mobilen Brechsystems LT 140 auf den Etagen ist aufgrund oben angeführter Gründe bedenklich (Platzangebot – Sicherheit, Rückzeiten + Kosten).

A)

1) Gesamte Förderung aus einem Betriebspunkt auf Etage 1.

2) 30 % der Jahresproduktion (ca. 270.000 t /a) mit Radlader vom Betriebspunkt 2 auf Etage 1 zum mobilen Brecher auf Etage 1 (nur bei Qualitätsmischung im Tagebau relevant)

Durchschnittliche mittlere Förderdistanz: 100 m

B)

50 % der Jahresproduktion (ca. 450.000 t /a) von der Etage 2 zum mobilen Brecher auf Etage 1

Variante 1) Radlader stürzt direkt neben mobiles Brechsystem über Etage

Durchschnittliche mittlere Förderdistanz: 50 m

Variante 2) Kombination Radlader – SLKW

Förderung mit Dumper / SLKW zum mobilen Brecher auf Etage 1

Variante 3) Radlader 1 stürzt von Etage 2 auf E 1, Radlader 2 auf E 1 in LHD zum mobilen Brecher

Durchschnittliche mittlere Förderdistanz Radlader 2: 100 m

Variante 4) Hydraulikbagger stürzt von Etage 2 auf E 1, Radlader auf E 1 in LHD zum mobilen Brecher

Durchschnittliche mittlere Förderdistanz Radlader: 100 m

Variante 5) Förderung von Etage 2 mit Radlader in LHD zum mobilen Brecher

(gleiche Förderstrecke wie bei Variante 2)

Die Kostenstruktur ist im Wesentlichen gleich wie bei Betriebsstellung mobiler Brecher am Hauptplanum zuzüglich den Kosten für das Steilfördersystem.

Betriebsstellung: mob. Brecher auf Etage 1					
Förderebene:	Variante:	Nach- / Vorteil:	Gerätekombi / Klasse	€/t	Veränderung [%]
Etage 1	A	1) 100% Hauptbetriebspunkt 2) 30% (270.000t/a) von E1 (durchschnittliche einfache Förderstanz LHD: 100m)		0,70	100
			RL 5,5m ³	1,08	154
Etage 2	B	1) RL stürzt neben mob.Brecher bzw. auf E 1	Abhängigkeit der Abbaufrenten! Sicherheit?	1,04	148
		2) HY klein stürzt, RL in LHD zum mob.Brecher		1,42	203
		3) RL 1 stürzt, RL 2 in LHD zum mob.Brecher (durchschnittliche einfache Förderstanz LHD: 100m)	geringere Abhängigkeit als 1) Radlader Lade+Fördergerät (vielfältig einsetzbar) keine Abhängigkeit! Dumper nur als Fördergerät einsetzbar	1,43	204
		4) RL + Dumper / SLKW		1,71	245
		5) RL in LHD von Etage		1,89	270
			RL: 2* 7,5m ³		202

Tabelle 53: Betriebsstellung mobiler Brecher auf Etage 1

3) Betriebsstellung: mobiles Brechsystem auf Etage 2

Diese Betriebsstellung wird vom Autor aus folgenden Überlegungen als sehr kritisch und kaum durchführbar angesehen:

- Rückzeiten und Kosten für Förderbänder
- Hoher Wartungs- und Kontrollaufwand der Bänder
- Geringer Kostenvorteil gegenüber der Variante: mobiler Brecher auf Etage 1 und RL stürzt von E2 auf E1
- Kaum Mobilität und Flexibilität (häufiges Umsetzen wirtschaftlich nicht vertretbar) und somit kaum selektive Gewinnung möglich !

Betriebsstellung: mob. Brecher auf Etage 2					
Förderebene:	Variante:	Nach- / Vorteil:	Gerätekombi	€/t	Veränderung [%]
Etage 2	A				
	1) 100% Hauptbetriebspunkt 2) 30% (270.000t/a) von E2 (durchschnittliche einfache Förderdistanz LHD: 100m)		RL 5,5m³	0,8 1,18	100 147

Tabelle 54: Betriebsstellung mobiler Brecher auf Etage 2

4) Rohgutaufgabe in Brecher erfolgt durch Radlader anstelle Hydraulikbagger

	mm
Loading height LT 140	6100
überschüttbare Höhe L 580	4100
erf. Rampenhöhe	2000

Das mobile Brechsystem LT 140 hat eine Ladehöhe von 6100 mm, die überschüttbare Höhe eines mittleren Radladers (z.B. 5,5 m³) beträgt etwa 4100 mm.

Der Radlader benötigt für die Aufgabe in den Brecher also eine circa 2000mm hohe Rampe, Steigung max. 12%.

Diese Rampe kann aus dem Haufwerk hergestellt werden, als Alternative wäre eine Stahlkonstruktion denkbar.

Gewinnungsgerät	€/t	Bh/a	t/h	bezogen auf 1350 Bh/a Auslastungsgrad [%]
Aufgabe mob. Brecher durch RL 5,5 m ³	0,55	3 RL * 1150	270	85
Mob. Brecher+LokoLink+Rückkosten	0,2	1350	675	100
Gesamtkosten incl. Sturzschant	0,82			
<i>Gesamtkosten mit Aufgabe durch HY</i>	<i>0,60</i>			

Tabelle 55: Kostenvergleich bei Aufgabe Brecher mit Radlader – Hydraulikbagger

Es zeigt sich, dass eine Aufgabe in den Brecher durch Radlader um 30% teurer als die Hydraulikbaggervariante ist.

Dies liegt in der Berechnungsannahme begründet, dass sich die Radlader Basisspielzeit um 10s erhöht.

Eine Beschickung des mobilen Brechers durch Radlader hat auch noch weitere Nachteile:

- Nach jedem Rückvorgang Rampe neu herstellen bzw. umsetzen
- Gegenseitige Beeinträchtigung mehrerer Radlader gleichzeitig im Einsatz
- Nachrutschung Haufwerk
- Geringere Selektivität beim Ladevorgang – optische Vorsortierung

Variante:

Radlader von Betriebspunkt 2 gibt direkt in mobilen Brecher auf, kein 2.

Materialangriff durch Hydraulikbagger

	€/t	Bh/a	t/h	AG[%]
mob.Brecher+LokoLink+Rückkosten	0,2	1350	675	100
HY	0,3	1000	700	74
RL 5,5m³	0,47	1150	240	85
Gesamtkosten incl. Sturzschacht	1,04			
<i>Gesamtkosten mit Aufgabe gesamt (900.000 t/a) durch HY</i>	<i>0,98</i>			

Tabelle 56: Kostenvergleich: Brecheraufgabe direkt durch Radlader von Betriebspunkt 2

Die Kosten der beiden Varianten

- 1) Radlader von BP 2 fördert auf Haufwerk bei mobilen Brecher, Aufgabe in Brecher erfolgt durch Hydraulikbagger und
- 2) Radlader von BP 2 gibt Rohgut direkt in Brecher auf
können als annähernd gleich angesehen werden.

Begründung warum ein 2. Materialangriff durch den Hydraulikbagger keine höheren Kosten verursacht:

- Basisladespielzeit RL erhöht sich (Annahme: 10 s), RL wird teurer
- Variablen Kosten Hydraulikbagger sinken von 163.000 € / a auf 110.000 € / a, die Fixkosten von 93.000 € / a auf 76.000 € / a, Gesamtkosten werden auf eine geringere Ladeleistung umgelegt --- Fazit: Einheitskosten Hydraulikbagger nicht wesentlich geringer

9.4 Zusammenfassung – Optimale Fördervarianten

Die primäre Betriebsstellung ist: mobiles Brechsystem am Hauptplanum

Förderung von Etagen 1 und 2 erfolgt durch Stürzen über die Etagen mittels Radlader.

Der Auslastungsgrad der Radlader (5-6 m³ Klasse) liegt bei dieser Vorgangsweise zwischen 50% - 58 % bezogen auf 1350 Arbeitsstunden pro Jahr.

Daraus folgt, dass die erforderliche Förderleistung von Etage 2 und 1 mittels Stürzen über die Etagen durch einen einzigen Radlader der 5 – 6 m³ Klasse erzielbar ist.

Es muss allerdings mit einem Überstundenaufwand (150 – 200 h / a) gerechnet werden.

Gerätevorschlag: 1 Radlader der 5 - 6 m³ Klasse

Bei entsprechendem Platzangebot auf Etage 1 (ab ca.30m) ist auch die Positionierung des mobilen Brechsystems auf dieser und Abförderung über ein Steilförderband denkbar.

Die geringsten Kosten ergeben sich bei Förderung aus einem einzigen Betriebspunkt über das System Hydraulikbagger – mobiler Brecher – Loko Link – (Strossenband) – Sturzschaft. Soweit es die Qualitätsanforderungen der Aufbereitung zulassen, sollte auf eine Zuförderung von einem 2. Betriebspunkt aus und Qualitätsmischung im Tagebaubereich, verzichtet werden.

Beurteilung Stürzen Rohgut über Etage:

Beim Stürzen des Rohgutes über die Etagen ist zusätzlich zum Sprengvorgang noch mit einer weiteren Sekundärzerkleinerung zu rechnen.

Diese Zerkleinerungsvorgänge können eventuell das potentielle Gewinnungsausbringen aus der Lagerstätte mindern, da mit einem erhöhten nicht mehr verwertbaren Feinkornanteil zu rechnen ist.

Um diese Vorgänge zu quantifizieren bedarf es weiterführenden Untersuchungen während der Betriebsphase.

Laut Erfahrungen von Betrieben die diese Vorgangsweise praktizieren, ist dies allerdings nicht als kritischer Faktor einzuschätzen.

Zusammenfassung Optimale Varianten				
Förderebene:	Variante:	Gerätekombi / Klasse	€/t	Verände
Hauptplanum	1) Betriebsstellung: Mob. Brecher am HP 100 % aus 1 BP		0,6	100
	2) Zuförderung mit RL von BP 2 am HP (nur bei Qualitätsmischung im TB!) (durchschnittliche einfache Förderdistanz LHD: 100m) (Bsp.: 30%)	RL 5,5m ³	0,98	163
Etage 1	1) Betriebsstellung: Mob. Brecher auf E1 100 % aus 1 BP		0,70	117
	2) Betriebsstellung: Brecher am HP RL stürzt von E1 auf HP	RL 5,5m ³	0,94	156
	3) Betriebsstellung: Brecher am HP RL 1 stürzt von E1, RL 2 am HP in LHD zum Brecher	RL 1: 5,5m ³ RL 2: 5,5m ³	1,33	221
	4) Betriebsstellung: Brecher am HP RL + Dumper von E1 zum Brecher	RL : 5,5m ³ Dumper: 2*25t/17m ³	1,61	269
Etage 2	1) Betriebsstellung: mob. Brecher auf E1 RL stürzt von E2 auf E1	RL: 5,5m ³ RL1: 5,5m ³	1,04	173
	2) Betriebsstellung: mob. Brecher am HP RL1 stürzt auf E1, RL 2 (RL1 zeitversetzt) von E1 auf HP	RL 2(1): 5,5m ³	1,22	203
	3) Betriebsstellung: mob. Brecher am HP RL + Dumper von E2	RL : 5,5m ³ Dumper: 2*25t/17m ³	1,37	228
	4) Betriebsstellung: mob. Brecher auf E1		1,71	286

Tabelle 57: Zusammenfassung Optimale Fördervarianten

10 Vorgehensweise Startphase

Ziel: Aufschluss einer Fläche von circa $2500\text{m}^2 = 50\text{m} \times 50\text{m}$ bis Platz für das mobile System geschaffen.

- 1) Rampenherstellung: max. Gefälle 12%
Rampenbreite 8 – 10m
- 2) Abförderung von 70.000 t Material (Etagenhöhe=10m, 2500m^2 Grundfläche, $\rho = 2,8 \text{ t/m}^3$) von Niveau -10,0m auf Niveau 0,0m (Position mobiler Brecher)
- 3) Herstellen einer Fläche bis zum Sturzschacht auf der Ebene -10,0m
- 4) Wechsel von Brecher und Hydraulikbagger auf Ebene -10,0m
- 5) Ausdehnung der Abbaufäche in alle Richtungen und Umstieg auf Loko-Link-System

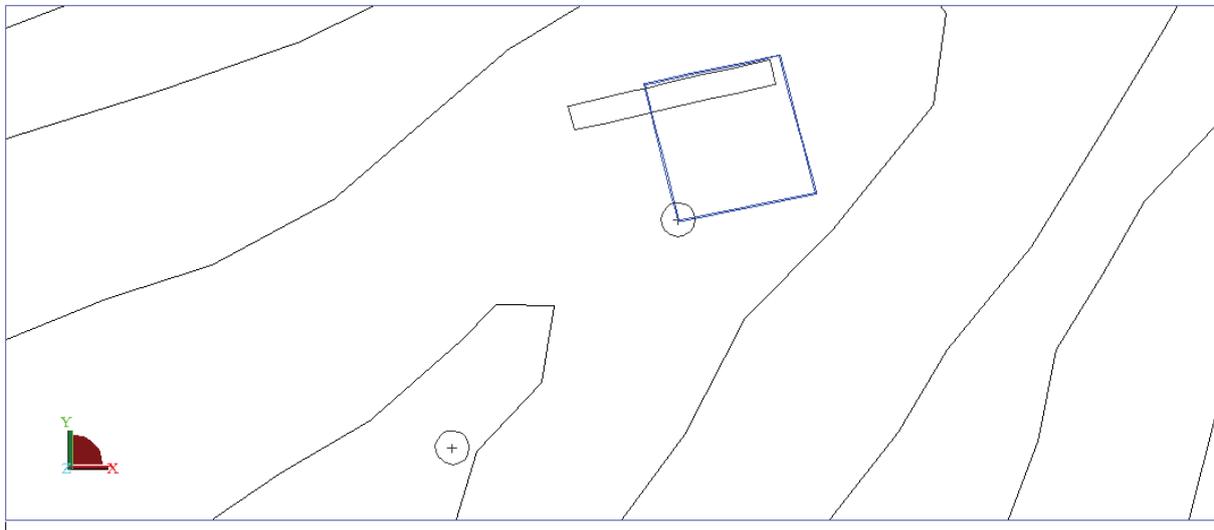


Abbildung 10-1: Grundriss Startphase 1

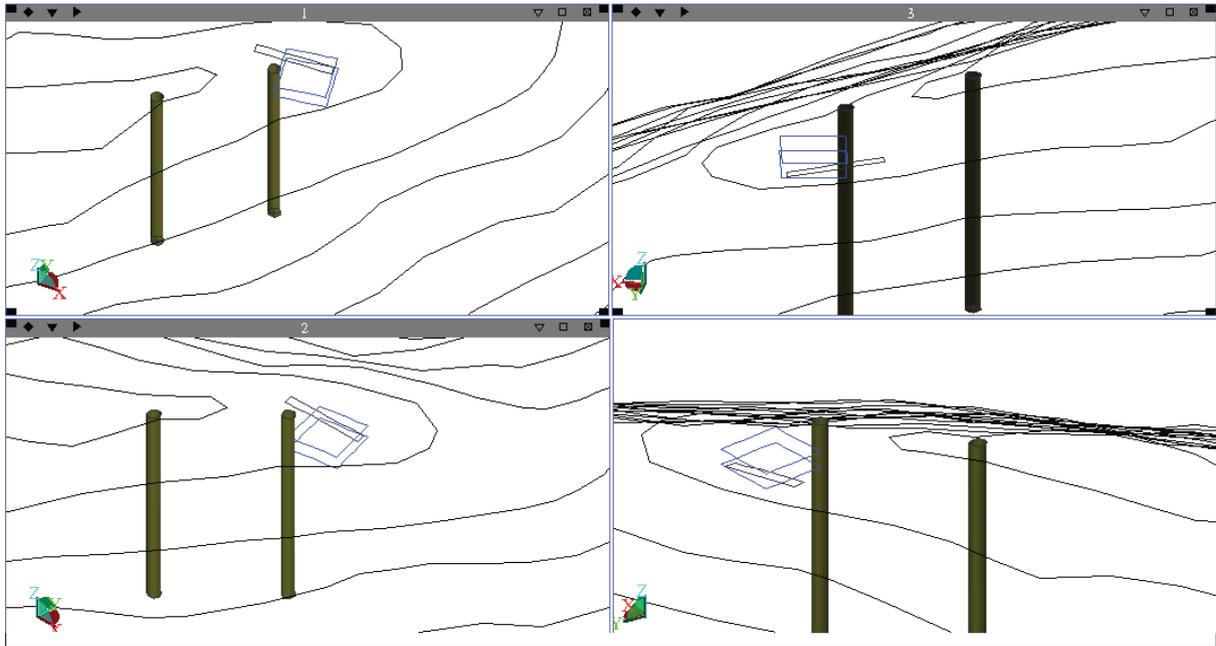


Abbildung 10-2: Ansichten Startphase 1

Position Sturzschaft [+/- x m]:

R 31 = -41 174m

H = 5 252 999 m

Förderebene:	Variante:	Gerätekombination / Klasse	€/t	Veränderung [%]
Auffahrung	1) RL + Dumper	RL: 5,5m³ Dumper: 2*25t/17m³	0,60	100
	2) HY 3 m ³ + Dumper	HY: 3,0m ³ Dumper: 2* 25t/17m ³	0,71	119
	3) RL LHD	RL: 2*5,5m ³	0,95	159

Aus voriger Gegenüberstellung ist ersichtlich, dass bei Aufschluss einer neuen Abbauebene und während der Startphase 1 und 2 die

Kombination: Ladegerät: Radlader 5,5m³ oder Hydraulikbagger 3,0m³
und Fördergeräte: 2 Stk. Dumper 17 m³

kostenmäßig gegenüber der Kombination 2 Radlader 5,5 m³ im LHD zu bevorzugen ist.

Auch hinsichtlich Geländegängigkeit (wichtig während Startphase) sind allradangetriebene knickgelenkte Mulden gegenüber Radladern im LHD als günstiger zu beurteilen.

Ein Vergleich der möglichen Ladegeräte Radlader – Hydraulikbagger ergibt, dass der Radlader in den Punkten Einheitskosten, Auslastung der Dumper und Betriebsstunden für die erforderliche Leistung günstiger zu beurteilen ist.

Fördermittel:	€/t	Bh	t / h
RL 3,5 m ³	0,33	187	375
RL 5,5m³	<i>0,36</i>	119	590
2* Dumper 25t / 17m³	0,24	90	390
Gesamtkosten	0,60		

Fördermittel:	€/t	Bh	t / h
HY 3,0m ³	<i>0,39</i>	200	350
2* Dumper 25t / 17m³	0,32	152	230
Gesamtkosten	0,71		

Tabelle 58: Gerätekombinationen Startphase

Vorschlag optimale Kombination:

Ladegerät: 1 Stk. Radlader 5 - 6 m³

Fördergerät: 2 Stk. Dumper ca. 25 t / 17 m³

Zur Entfernung der Humusschicht und für diverse andere Zwecke wird auch der Einsatz einer Schubraupe, ca. 20t Dienstgewichtsklasse, notwendig sein.

Eine exakte Produktionsplanung für die ersten Jahre in Phase 1 kann zum Zeitpunkt des Verfassens dieser Arbeit vom Autor aufgrund Unsicherheiten bezüglich der Lagerstätte nicht durchgeführt werden. Dies würde einer reinen Schreibtischplanung ohne Berücksichtigung der tatsächlich vorhandenen Verhältnisse (die noch nicht vollständig bekannt und abschätzbar sind) entsprechen und wäre nicht sehr aussagesicher.

Es wird geraten während der Startphase 1 die Entwicklung des Abbaues in Wochen- und später Monatsschritten auf Basis der durch den Aufschluss gewonnenen geologischen Informationen vorzuplanen.

Die nachfolgenden Abbildungen zeigen den Abbaustand der Phase 1 nach 5 Jahren.

Es ist erkennbar, dass sich der Abbau für die **Produktion von höchstwertigen Qualitäten** vom Ausgangspunkt Sturzschacht Richtung **Süd – West** entwickeln muss.

In Richtung Nord-Ost von der Sturzschachtposition sind Q1 und Q2-Qualitäten zu erwarten.

Generell kann gesagt werden, dass man sich bei der empfohlenen Sturzschachtvariante (circa H= 5 252 999m; R 31= -41 174 m) schon zu Beginn der Startphase 1 in den hoch- bis höchstwertigen Qualitäten befindet.

Sämtliche Surpac-Files befinden sich auf beigelegter CD.

Folgende Tabelle zeigt einen kurzen Überblick über die relevanten Daten in den ersten 5 Jahren in Abbauphase 1:

Höhenbereich von - bis	1560 -1515	[m ü A.]
Fläche gesamt bis	7,3	[ha]
Fläche offen bis	6,7	[ha]
Fläche rekultiviert bis	0,6	[ha]
Volumen bis	1,6	[Mio. m ³]
Masse Q1a	1,8	[Mio.t]
Masse Q1	1,1	[Mio t]
Masse Q2	1,5	[Mio t]
Abbaumenge gesamt	4,4	[Mio t]
Richtungsentwicklung Q1a / Q1	Süd-West	
Richtungsentwicklung Q2	Nord-Ost	

Abbildung 10-3: Kurzübersicht Phase 1 Abbaustand 4-5 Jahre

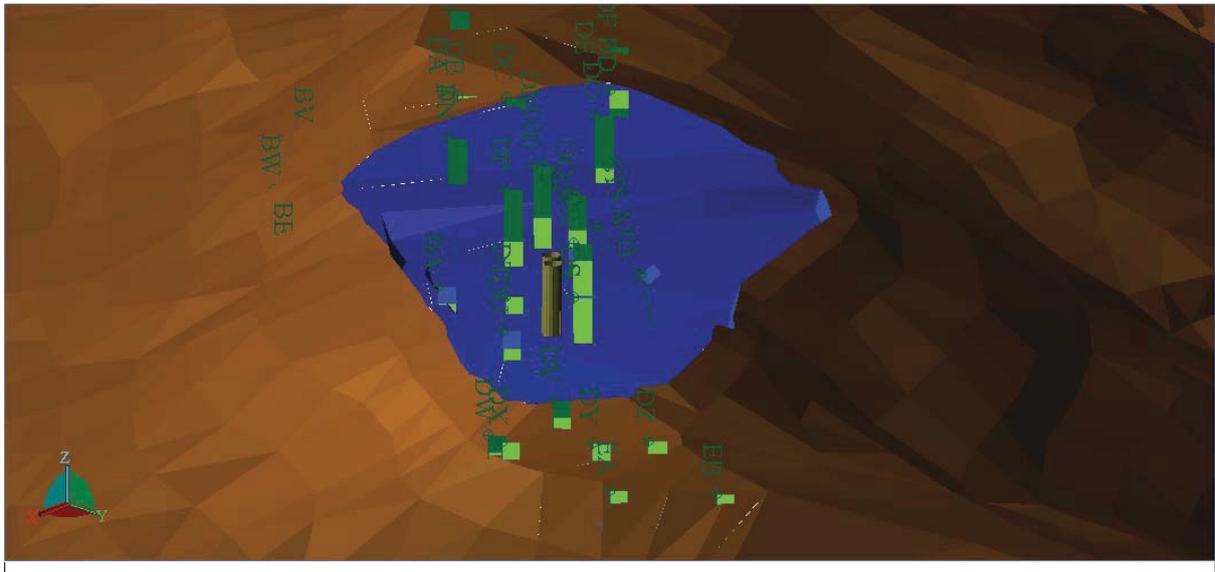


Abbildung 10-4: Abbaustand nach 5 Jahren, Blickrichtung von Nord-Ost

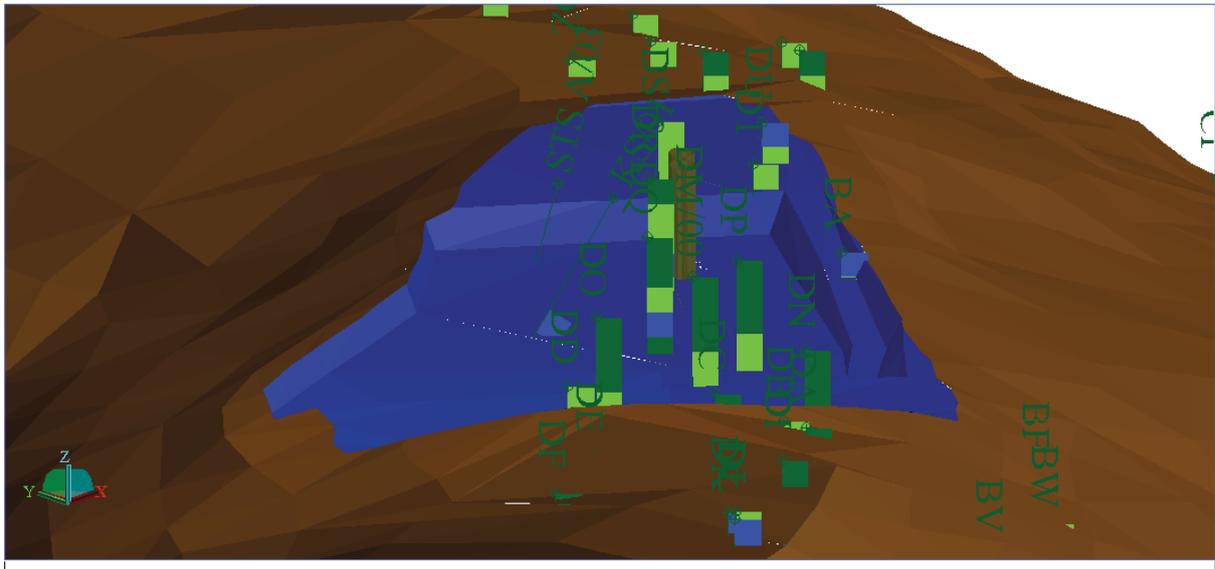


Abbildung 10-5: Abbaustand nach 5 Jahren, Blickrichtung von Süd-West

11 Beurteilung der Lager

Im Projekt TB 21 sind 3 Lager a 50.000 t für die Q1a / Q1-Qualitäten und 1 Lager mit 27.000 t für die Q 2 Qualität vorgesehen.

Unter der Annahme, dass die jährliche Produktionsperiode gleich der Verkaufsperiode ist und 36 Wochen beträgt, ergibt sich folgende Gegenüberstellung der Lagergrößen mit der Verfügbarkeit:

Lager	Größe [t]	Bedarf [t / Woche]	Verfügbarkeit [Wochen]	Jahresproduktion [t]
Q1	3*50.000	15.278	10	550.000
Q2	27.000	8.333	3	300.000

Tabelle 59: Beurteilung der Lager

Bei einer Q2- Lagergröße von 27.000 t und einem Bedarf von 8300 t / Woche (bei 300.000 t / a Jahresproduktion und 36 Wochen Produktionszeit) ist die Verfügbarkeit an Q2 für 3 Wochen gegeben.

Die Verfügbarkeit der Qualität Q1a / Q1 beträgt dagegen 10 Wochen.

Der limitierende Faktor ist also die Qualität Q2.

Um die Lager nie leer zu bringen, ist alle 2 Wochen ein Wechsel der Produktion von Q1a/Q1 auf Q2 notwendig.

Dieses Erfordernis ist kein Widerspruch zum Lagerstättentypus, da mit einem Wechsel der Qualitäten im kleinräumigen Maßstab gerechnet werden kann. (siehe Kapitel 3)

Es ist also zu erwarten, dass der Tagebau die Anforderungen der Lagerwirtschaft erfüllen wird.

Während der Produktion von Q2 (bzw. Q1a / Q1) fällt auch Q1a / Q1 (bzw.Q2) Qualität an, die im Tagebaubereich eventuell zwischengelagert werden muss.

12 Schlussbemerkungen

Der Verfasser hofft mit der vorliegenden Diplomarbeit zur Klärung einiger grundsätzlicher Fragen im Rahmen des Projektes TB 21 beigetragen zu haben.

Es konnte im Rahmen dieser Arbeit allerdings nicht auf alle Details eingegangen werden.

Der Verfasser hofft, die bei dieser Arbeit in ihn gesetzten Erwartungen erfüllt zu haben und wünscht dem Betrieb bei der Realisierung des Projektes alles Gute.

LITERATURVERZEICHNIS

- [1] Goergen, H.: Festgesteintagebau. Trans Tech Publications, Clausthal-Zellerfeld, 1987
- [2] Moser, P.: Scriptum Bergtechnische Grundverfahren, MU Leoben, 2001
- [3] Oberndorfer, T.: Scriptum Tagebautechnik, MU Leoben, 2002
- [4] Oberndorfer, T.: Scriptum Geostatistik, MU Leoben, 2000
- [5] Korak, J.: Technisch-wirtschaftliche Untersuchung der Transportbetriebsmittel unter besonderer Berücksichtigung der Transportmittel-Kombination Fahrbare Brechanlage-Gurtbandanlage für den Transport der Haufwerke im engeren Festgestein-Tagebaubereich, Dissertation, TU Aachen, 1978
- [6] Lechner, E.: Untersuchungen über die Frage der optimalen Etagenabmessungen in Tagebauen auf festes Gebirge, Habilitation MU Leoben, 1972
- [7] Anthes, G.: Geologisch-lagerstättenkundliche Beschreibung der Diabaslagerstätte Schönangerl, Strobl, 2003
- [8] Diabaswerk Saalfelden GmbH: Gewinnungsbetriebsplan TB 21, Saalfelden, 2003
- [9] N.N.: Scriptum Universitätslehrgang Sprengingenieurwesen, MU Leoben, 2005
- [10] N.N.: Caterpillar Zeppelin Katalog 2001/2001
- [11] N.N.: Unterlagen Bergbaukundliche Übungen I, MU Leoben, 1999
- [12] Society of Mining Engineers: SME Mining Engineering Handbook
- [13] Metso Minerals, www.metso.com
- [14] Volvo Bilja, www.bilia.com
- [15] N.N.: Diverse Datenblätter und Unterlagen Liebherr Radlader Bischofshofen GmbH, www.liebherr.com

ANHANG A

INHALT CD

Ausgangsdaten

MS Exel 2003: Qualitätseinstufung Tagbau 21

MS Exel 2003: Tagbau 21 mit Qualitäten

Datenbank

MS Access 2003: Datenbank BLTB21

Investitionsrechnung

MS Exel 2003: RL Kombi (sämtliche Radlader- + LKW-Kombinationen)

MS Exel 2003: HY Kombi (sämtliche Hydraulikbaggerkombinationen)

Förderkombinationen

MS Exel 2003: Fördervar (sämtliche Fördervarianten)

Surpac – Files

Config: Konfigurationsdateien

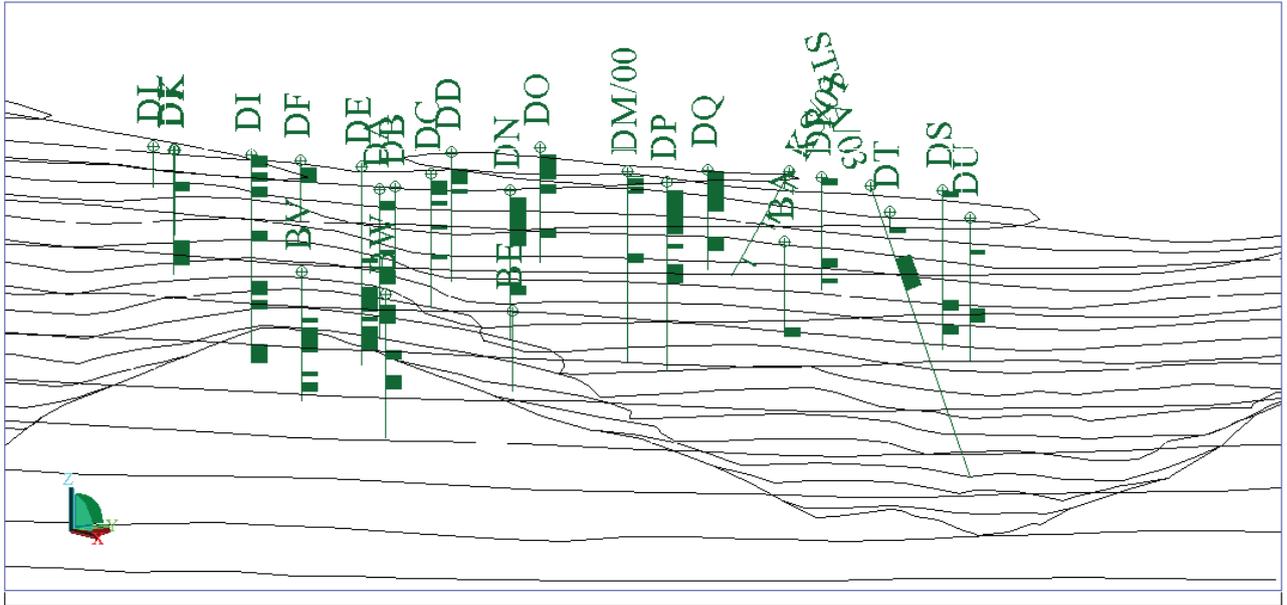
Database: ssi-Datenbank BLTB21

Plan: sämtliche Surpac Planungen

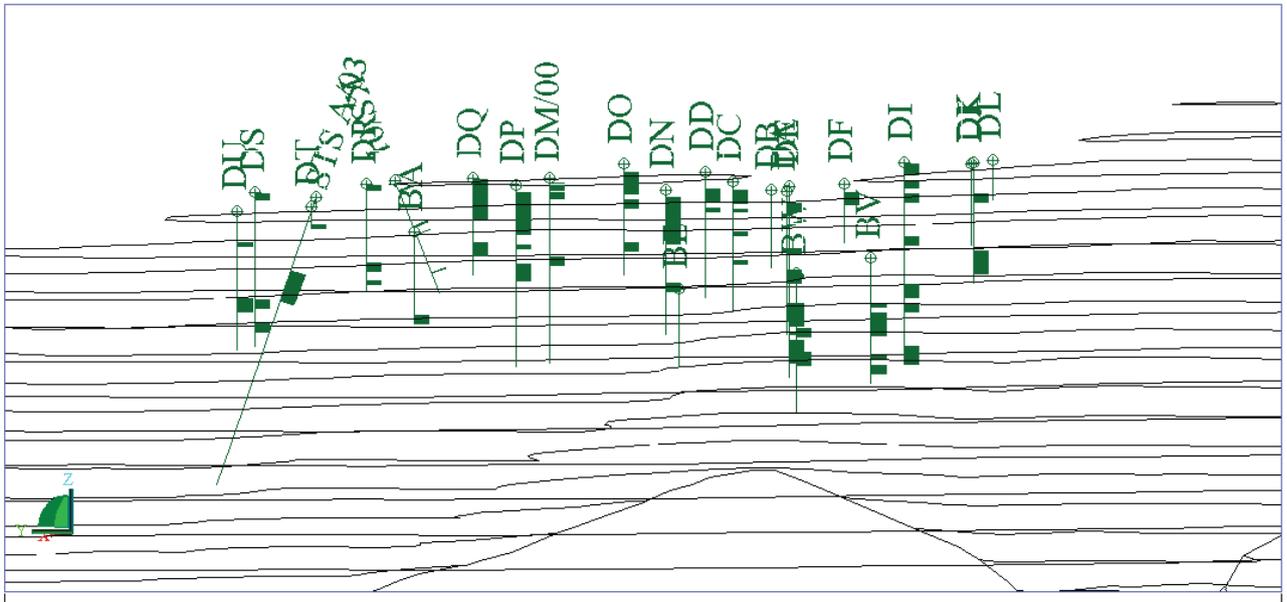
Primdata: Ausgangsdaten Vorstudie Dr. Oberndorfer

Topo: Topographie Files

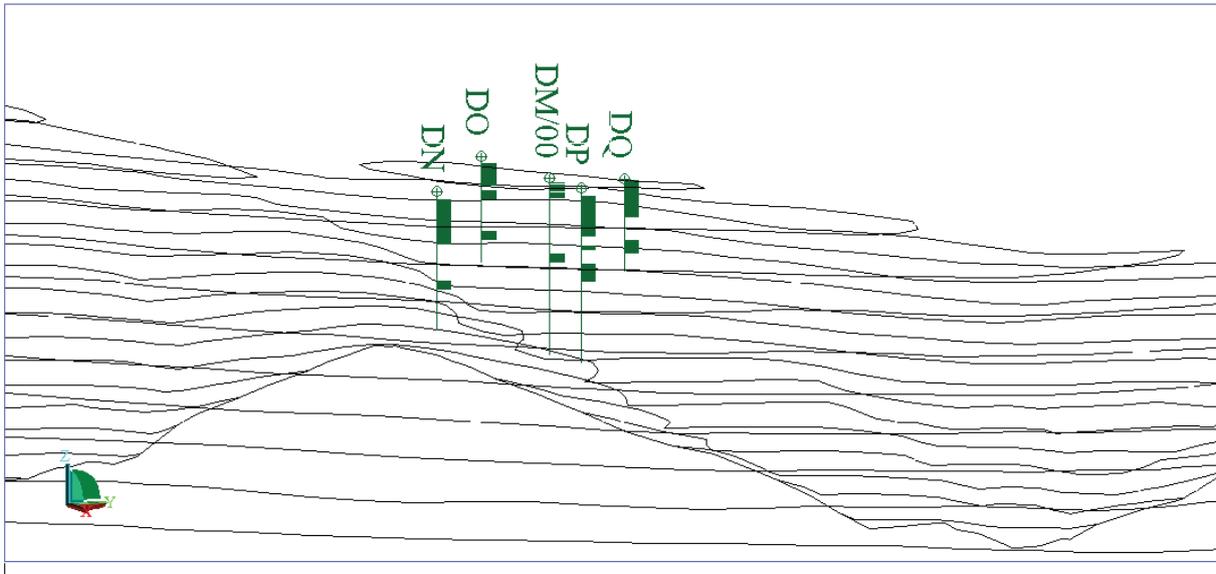
ANHANG B
SURPAC PLOTS



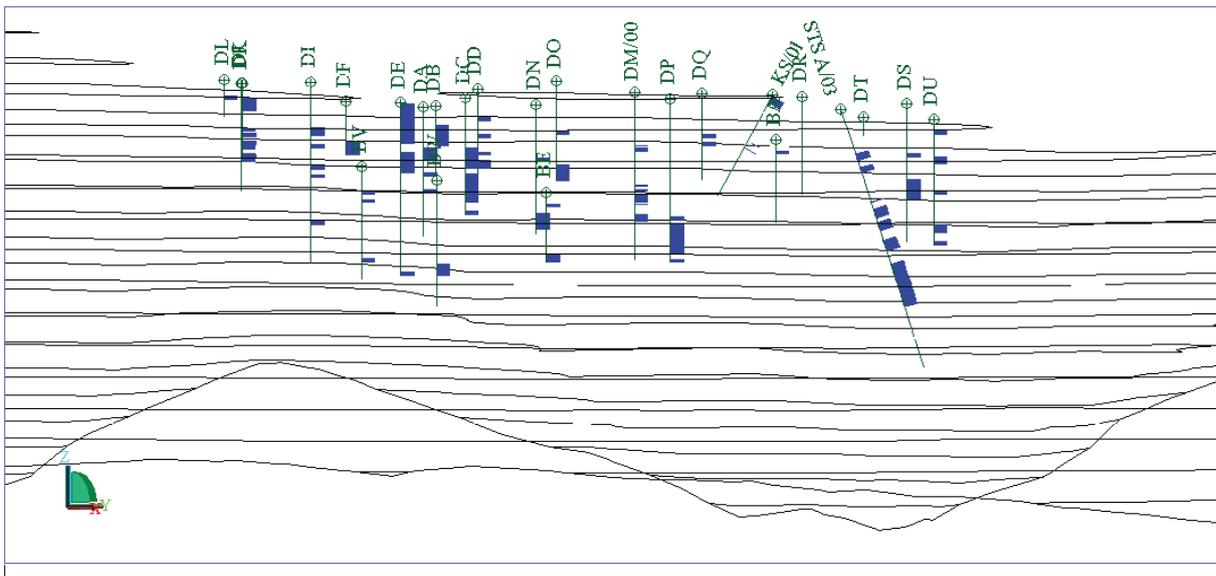
B 1.1. Bereich Qualität Q1a hoch (Anteil Q1a>90%); Süd-Ost



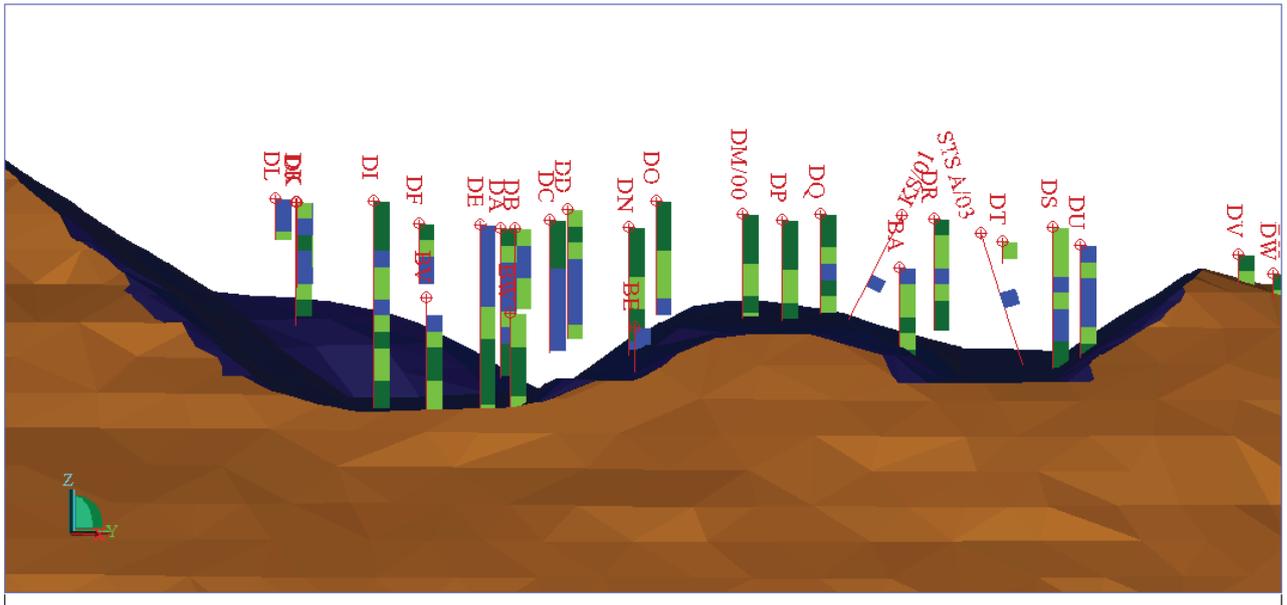
B 1.2. Bereich Qualität Q1a hoch (Anteil Q1a>90%); Nord-West



B 1.3. Bereich Qualität Q1a (Anteil >98%) und bis 35m Mächtigkeit; Süd-Ost

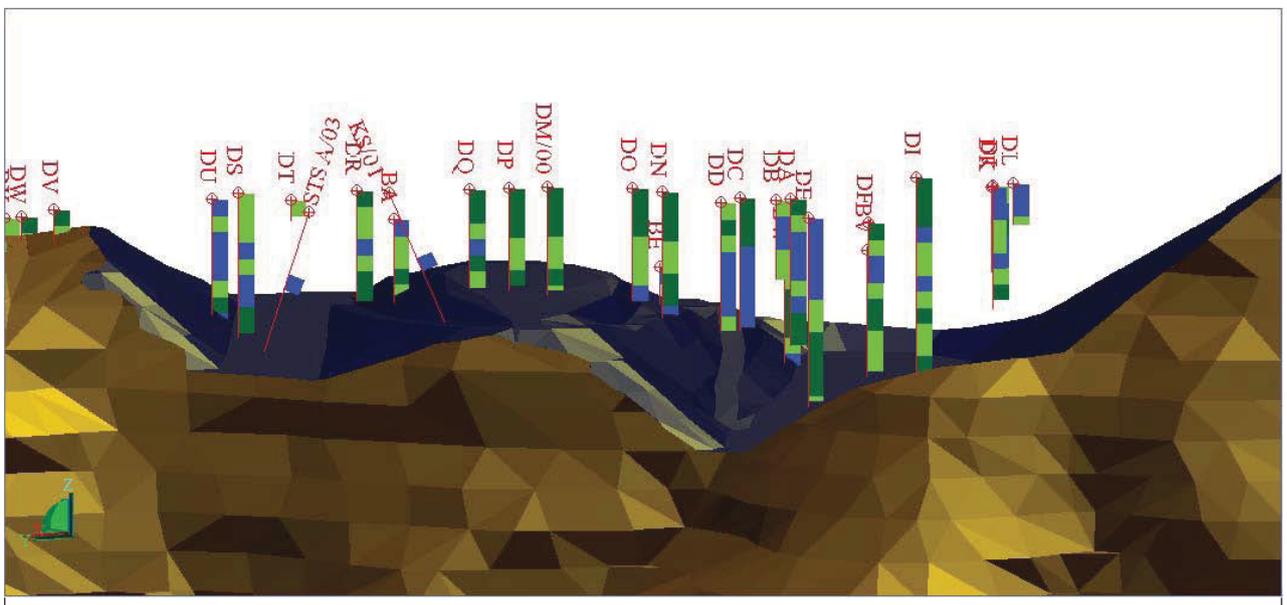


B 1.4. Bereich Qualität Q2 (Anteil >90%); Süd-Ost



B 1.5. Qualitätsverteilung bei 10m Abschnitten; Süd-Ost

Q1a
Q1
Q2



B 1.6. Qualitätsverteilung bei 10m Abschnitten; Nord-West

ANHANG C

INVESTITIONS- UND

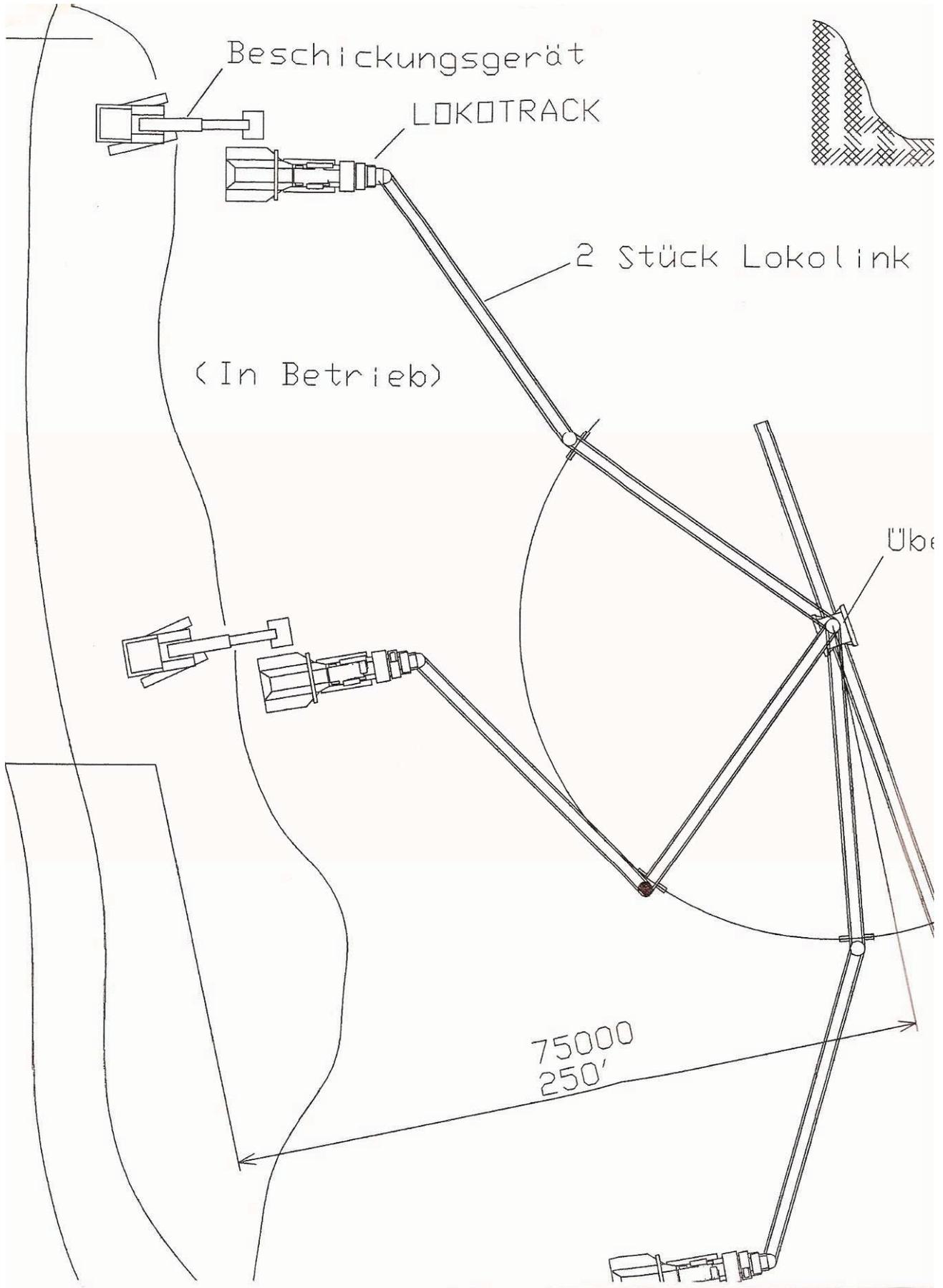
WIRTSCHAFTLICHKEITSBERECHNUNGEN

mobiler Vorbrecher LT140 + mobile Bänder Loko Link (2) + Strossenband

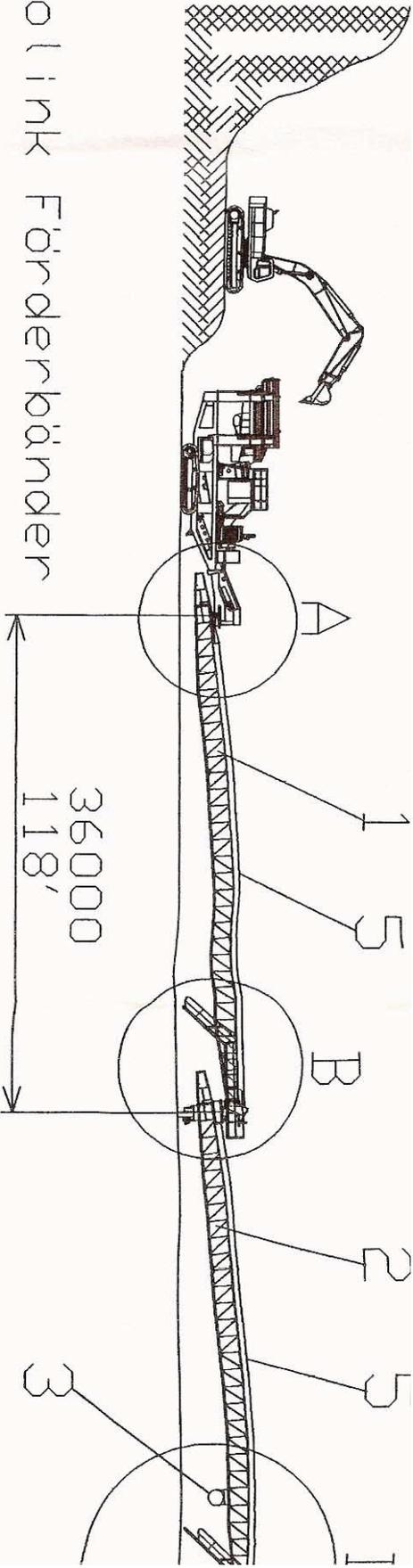
Anschaffungskosten	1250000 €
Einsatzzeit / Jahr	1350 Bh / a
Lebensdauer	20 Mio.t
Abschreibungsdauer	22 a
Restwert	0 €
max. Leistung (bis zu)	700 t/h
mögliche Produktion pro d	6300 t/d
mögliche Produktion pro a	945000 t/a
Auslastungsgrad (excl. W.& I.)	97 %
Fixkosten	
Kapitalmarktzinssatz	7 %
Kalkulationszinsfuß	0,07 %
Abschreibungsdauer	22 a
Kapitaldienstfaktor	8,1 %
Kalk. Zinsen	43750 €/a
Kalk. Abschreibungen	57000 €/a
Kapitaldienst	100750 €/a
Kalk. Zinsen	32 €/h
Kalk. Abschreibungen	42,2 €/h
Kapitaldienst	74,6 €/h
Kosten variabel	
Leistung gesamt	390 kW
Wirkungsgrad	0,8
Strom	0,122 € / kWh
Energie	38,064 €/h
	51386,4 €/a
I.&R. Kostenfaktor (incl.Verschleiss)	15 % p.a.
I.&R. Kosten	11,2 €/h
Gesamtkosten	
Fixkosten	74,6 €/h
	100750 €/a
Kosten variabel	49,3 €/h
	66499 €/a
Gesamtkosten	123,9 €/h
	167249 €/a
Einheitskosten	0,18 €/t

ANHANG D

Technische Skizzen mobiles Brech und Loko-Link-System



Lokolink Förderbänder



ANHANG E

Aufbereitungsstammbaum

ANHANG F

Sprengschema TB 21

