
Masterarbeit

Neuausrichtung des Brech- und Förderablaufes im Steinbruch Bad Häring

Felix Male

03/05/2017

Ehrenwörtliche Erklärung

„Ich erkläre an Eides statt, dass ich die vorliegende Arbeit selbständig und ohne fremde Hilfe verfasst, andere als die angegebenen Quellen nicht benutzt und die den Quellen wörtlich oder inhaltlich entnommenen Stellen als solche kenntlich gemacht habe. Die Arbeit wurde bisher in gleicher oder ähnlicher Form keiner anderen Prüfungsbehörde vorgelegt und auch noch nicht veröffentlicht.“

Vorwort, Widmung, Danksagung

Ich möchte mich bei der Rohrdorfer-Gruppe bedanken, die es mir ermöglicht hat, eine Arbeit mit praktischem Bezug zu schreiben.

Besonders danke ich Dipl.-Ing. Heinz Hintner, meinem Betreuer von Seiten der Firma.

Auch meinem Betreuer seitens der Universität, Dipl.-Ing. Thomas Seidl, möchte ich meinen Dank aussprechen.

Außerdem bedanke ich mich bei meinem Vater für das Korrekturlesen.

Zusammenfassung

Beim Brech- und Förderablauf im Steinbruch Bad Häring treten derzeit einige Probleme auf, die durch eine Neuausrichtung gelöst werden sollen.

Daher wird in dieser Arbeit zuerst der derzeitige Ablauf beschrieben und auf Probleme untersucht. Danach werden die Vorgaben für den neuen Ablauf und die für diesen bereits existierenden Vorstudien dargestellt.

Im Anschluss werden die grundsätzlich für Hauwerk geeigneten Brecher und Fördersysteme beschrieben.

Im nächsten Schritt werden mögliche Varianten für die einzelnen Abschnitte ermittelt und auf ihre Kombinationsfähigkeit untereinander untersucht. Außerdem werden die Kosten aller Optionen berechnet.

Die Lösungsvorschläge werden dann miteinander verglichen und die besten Varianten ausgewählt. Schlussendlich werden diese besten Varianten genauer beschrieben.

Das Resultat sind eine Variante mit stetiger und eine mit nicht stetiger Förderung.

Bei der stetigen Variante werden die beiden Brecher durch einen mobilen Prallbrecher mit hohem Zerkleinerungsverhältnis ersetzt. Im Förderstollen wird eine Abzweigung mit neuem Sturzschaft und Stollen hergestellt. Vom neuen Sturzschaft führt dann ein Förderband direkt zum derzeitigen Sekundärbrecher.

Die zweite Möglichkeit beinhaltet eine etwas andere Stollenführung und anstelle des Förderbandes eine Förderung mit speziellen LKW mit hoher Nutzlast.

Die zweite Variante verursacht deutlich geringere Kosten und wird daher empfohlen, obwohl sie mehr Emissionen erzeugt als die erste Variante. Durch die höchstwahrscheinlich in naher Zukunft mögliche Automatisierung der LKW-Förderung können die Kosten zudem weiter reduziert werden.

Abstract

Currently there are some problems in the crushing and conveying process of the quarry in Bad Häring which shall be solved by an optimisation of the process.

Thus, in this paper first the current process is described and examined for problems. Afterwards, the requirements for the new process and the pre-existing preliminary studies are depicted.

Subsequently, the crushing and conveying systems which are principally suitable for blasted material are described.

In the next step, possible options for the individual parts and their combination are ascertained. Also, the costs of all the options are calculated.

The suggested solutions are then compared with each other and the best options are chosen. Finally, these best options are described in greater detail.

The result consists of one option with a belt conveyor and another one with trucks.

In the first option the two crushers are replaced by a mobile impact crusher with a high crushing ratio. In the transport tunnel a branch with a new shaft and adit will be established. A new belt conveyor which starts at the new shaft will then lead to the current secondary crusher.

The second alternative contains a different routing of the adit and instead of the belt conveyor special trucks with a high capacity are used.

The second option causes lower costs which is why this option is recommended even though it creates higher emissions than the first option. Through the automation of the trucks which will most likely soon be possible the costs can be reduced further.

Inhaltsverzeichnis

Ehrenwörtliche Erklärung	II
Vorwort, Widmung, Danksagung	III
Zusammenfassung.....	IV
Abstract.....	V
Inhaltsverzeichnis	VI
1 Aufgabenstellung	1
2 Istzustand	2
2.1 Allgemeine Beschreibung des Steinbruchs	2
2.1.1 Geologie und Gebirgsmechanik	3
2.1.2 Abbaumethode.....	5
2.2 Derzeitiger Brech- und Förderablauf	6
2.2.1 Abbau und Förderung zum Primärbrecher	7
2.2.2 Primärbrecher	7
2.2.3 Sturzschant	8
2.2.4 Andrestollen.....	9
2.2.5 Abwurf und SLKW-Verladung	10
2.2.6 SLKW-Förderung auf der Förderstraße.....	12
2.2.7 Sekundärbrecher.....	14
2.2.8 Weitere Förderung	14
2.3 Verbesserungspotenzial im Brech- und Förderablauf.....	15
2.3.1 Primärbrecher	15
2.3.2 Förderband im Andrestollen	15
2.3.3 Kalksteinzwischenlager	16
2.3.4 SLKW.....	16
2.3.5 Sekundärbrecher.....	17
3 Neuer Brech- und Förderablauf.....	18
3.1 Vorgaben	18
3.1.1 Start- und Endpunkt der Neuausrichtung	18
3.1.2 Anforderungen an das Endprodukt.....	19
3.1.3 Vertrag mit der Gemeinde	20
3.1.4 Grundeigentumsverhältnisse.....	21

3.1.5	Genehmigungen	21
3.1.6	Förderstraße	22
3.1.7	Schutzgebiete	22
3.1.8	Umgebung	23
3.2	Bestehende Vorstudien	23
3.2.1	Diplomarbeit 2008	23
3.2.2	Vorstudie 2016	25
4	Grundsätzlich für Hauwerk geeignete Brecher und Fördersysteme.....	29
4.1	Brecher	29
4.1.1	Backenbrecher	30
4.1.2	Kegelbrecher.....	32
4.1.3	Rotorbrecher	35
4.1.4	Betriebsweisen.....	40
4.2	Fördersysteme	41
4.2.1	Sturzschacht	43
4.2.2	Sturzrinne.....	44
4.2.3	Seilbahn.....	45
4.2.4	Standseilbahn	46
4.2.5	SLKW.....	47
4.2.6	Spezial-LKW	48
4.2.7	Gleisgebundene Förderung.....	50
4.2.8	Förderband	51
5	Mögliche Varianten	56
5.1	Modul 1 – Primärbrecher	56
5.2	Modul 2 – Untertagebauwerke	59
5.3	Modul 3 – Bis zum Hammerbrecher	65
5.4	Modul 4 – Hammerbrecher.....	71
5.5	Mögliche Kombinationen	72
5.6	Kostenberechnung	75
5.6.1	Investitionskosten.....	75
5.6.2	Betriebskosten	76
5.6.3	Berechnung der Kosten am Beispiel der Variante 3A.....	76
5.6.4	Anmerkungen zur Kostenberechnung der Varianten	78
5.7	Vergleich der Varianten.....	82

6	Gegenüberstellung der Lösungsvorschläge und Auswahl der besten Varianten	84
6.1	Brechablauf.....	84
6.2	Förderablauf.....	86
7	Genauere Beschreibung der besten Varianten	89
7.1	Förderung mit Spezial-LKW	89
7.1.1	Beschreibung des Ablaufes.....	89
7.1.2	Umstellung auf den neuen Ablauf	100
7.2	Stetige Förderung mit Förderband	102
7.2.1	Beschreibung des Ablaufes.....	102
7.2.2	Umstellung auf den neuen Ablauf	106
7.3	Vergleich der beiden Varianten	106
8	Schlussfolgerung	108
9	Literaturverzeichnis	109
10	Abbildungsverzeichnis	113
11	Abkürzungsverzeichnis	114
12	Tabellenverzeichnis	115
	Anhang	I
1	Kostenberechnung der Varianten.....	I
1.1	Variante 1A	I
1.2	Variante 1B	II
1.3	Variante 1C	II
1.4	Variante 2A	III
1.5	Variante 2B	IV
1.6	Variante 2C	V
1.7	Variante 2D	V
1.8	Variante 3A	VI
1.9	Variante 3B	VII
1.10	Variante 3C	VII
1.11	Variante 3D	VIII
1.12	Variante 3E	IX
1.13	Variante 4A	IX
1.14	Variante 4B	X
1.15	Variante 4C	XI
2	Vergleich der Varianten.....	XII

3	Koordinaten wichtiger Punkte.....	XV
---	-----------------------------------	----

1 Aufgabenstellung

Im Kalksteinbruch am Pölven in Bad Häring (Tirol) soll der Brech- und Förderablauf neu ausgerichtet bzw. optimiert werden.

Dafür ist zuerst der derzeitige Ablauf zu beschreiben und auf Probleme zu untersuchen. Außerdem gibt es Vorgaben aus Endproduktbeschaffenheit, Bescheiden, Verträgen, Infrastrukturbestand etc. Es bestehen bereits Vorstudien zu diesem Projekt, deren Ergebnisse beschrieben werden sollen.

Anschließend sind alle grundsätzlich für Hauwerk geeigneten Brechertypen und Fördersysteme aufzuzählen und mit ihren Vor- und Nachteilen zu beschreiben.

Diese sollen dann hinsichtlich ihrer Einsatzfähigkeit im Steinbruch Bad Häring und ihrer Kombinationsmöglichkeiten untereinander untersucht werden. Durch Vergleich der Vor- und Nachteile, Investitionskosten, laufenden Kosten, Lebensdauer etc. kann zunächst eine Eingrenzung auf zwei bis drei umsetzbare Lösungsvorschläge stattfinden und schließlich – nach genauerer Analyse – eine Variante empfohlen werden.

Von den besten Varianten sind schlussendlich genauere technische Beschreibungen zu machen.

2 Istzustand

2.1 Allgemeine Beschreibung des Steinbruchs

Der Steinbruch liegt am westlichen Hang des Pölven, eines Berges im Gemeindegebiet von Bad Häring im Inntal in Tirol, Österreich. Direkt neben diesem Berg liegt der Kurort Bad Häring – die nächsten Häuser sind etwa 700 m vom derzeitigen Abbaubereich entfernt.



Abbildung 1: Luftbild Mergel- und Kalksteinbruch (tirisMaps, 19.01.2017)

Auf dem Luftbild (Abbildung 1) ist im Süden der alte Mergelsteinbruch erkennbar, der sich aktuell nicht im Abbau befindet. Nördlich davon ist im Westen der alte Kalksteinbruch, in dem momentan ebenfalls nicht abgebaut wird, und im Osten der aktuelle Abbau zu sehen.

Die beiden Steinbrüche lieferten früher die Rohstoffe für das Zementwerk Kirchbichl der Perlmooser Zementwerke AG, das seit 1997 nicht mehr existiert.

Danach waren sie im Eigentum der Mineralstoff Handelsges.m.b.H., und seit 2004 gehören sie zur SPZ Zementwerk Rohstoff Verwertungs GmbH & Co KG (kurz SPZ), die ein Teil der bayerischen Rohrdorfer-Gruppe ist. Der Transport des abgebauten Materiales erfolgt großteils mit der Bahn zum Zementwerk in Rohrdorf.

2.1.1 Geologie und Gebirgsmechanik

Die Geologie im Bereich des Steinbruches besteht aus sehr unterschiedlichen, steil nach Nordwesten einfallenden Schichten. Im Liegenden der im Tertiär aufgefüllten „Häring Mulde“ liegen die Gesteine der Trias mit einer massiven Abfolge aus Wettersteinkalk. Ganz unten in der Tertiär-Abfolge befindet sich ein Kohleflöz, das seit 1760 abgebaut worden war, bis 1955 der Abbau eingestellt wurde (Spitzenstätter, H., 2011). Darüber liegt eine Mergelschicht, die früher unter und über Tage abgebaut wurde. Im südlich angrenzenden Höhenzug des Pölven bzw. Paisselberges liegen die Gesteine der Trias mit der für die Zementerzeugung sehr gut verwertbaren Schicht aus Wettersteinkalk (weitgehend $MgCO_3$ -freier Kalk). Der Abbau folgt dieser Schicht in die Teufe und nach Westen. Der Kalk ist massig bis maximal im Meterbereich gebankt und hat eine hell- bis dunkelgraue Farbe. (Schulz, O., 1994)

Südlich des Steinbruchs liegt eine Diskontinuität hinter der Dolomit folgt, der für die Zementerzeugung nicht geeignet ist. (Schulz, O., 1993)

Das abgebaute Gestein ist Wettersteinkalk, der zu ca. 97 % aus $CaCO_3$ besteht, zählt also zu den bergfreien Rohstoffen (Kalkstein > 95 % $CaCO_3$, § 3 MinroG, 1999). Durch die hohe Qualität und die Homogenität wird im normalen Betrieb auch keine Beprobung durchgeführt.

Die Standfestigkeit ist sehr hoch, und die Kalkschichten sind sehr gut miteinander verzahnt. Das kann man an den Etagenwänden sehen, an denen es so gut wie keine und, wenn, dann nur kleine Ausbrüche gibt. Auch der Sturzschacht und der

Förderstollen sind stabil, beim Auffahren der beiden hat es laut der SPZ keine Standfestigkeitsprobleme gegeben, und es war kein Ausbau notwendig.

Durch die Steilheit des Geländes ist der Kalkstein nur von einem geringmächtigen Boden überlagert. Nur der oberste Meter des Kalkes ist durch Verwitterung aufgelockert.

Für ein Gutachten zur Standsicherheit (Eichhorn, B., 2004) wurden die Gesteinskennwerte des Kalksteines ermittelt und mit Werten aus der Literatur (Lama, S. und Vutukuri, R., 1978; Hudson, J., 1993) verglichen (Tabelle 1). Für die Dichte im Gesteinsverband wird in diesem Gutachten ein Wert von 2,67 g/cm³ angegeben.

Tabelle 1: Gesteinskennwerte – Vergleich (Eichhorn, B., 2004)

Quelle	Einachsiale Druckfestigkeit	Verformungsmodul	Elastizitätsmodul	Querdehnzahl	Kohäsion	Reibungswinkel
	MN/m ²	MN/m ²	MN/m ²	–	MN/m ²	°
Eichhorn (2004)	82,39	38.175	65.510	0,205	13,0	55,7
Lama und Vutukuri (1978)	70 – 150	–	25.000 – 200.000	0,15 – 0,5	1 – 1,5	32 – 65
Hudson (1993)	–	–	–	–	10 – 30	35 – 45

Dieser Vergleich zeigt, dass die Gesteinskennwerte im für Kalkstein normalen Bereich liegen.

Nach einem geologisch-geotechnischen Gutachten (Stingl, V., 2003), in dem die Standsicherheit im Steinbruch beurteilt wird, sind keine großräumigen Felsausbrüche zu erwarten und auch kleinräumige Ausbrüche nach einer sorgfältigen Beräumung der Felswand unwahrscheinlich.

Das Gutachten kommt außerdem zu dem Schluss, dass eine große Etagenhöhe – und dadurch eine kleine Anzahl der Etagen – vorteilhaft ist, weil das größte Risiko für Felsausbrüche an den Etagenkanten zu erwarten ist.

2.1.2 Abbaumethode

Der Abbau erfolgt in Scheiben durch Bohren und Sprengen. Die Scheiben haben momentan eine Höhe von 12 m, die Etagenhöhe im Endzustand soll 60 Meter betragen, wozu jeweils fünf Etagen zusammengefasst werden. Im bereits abgebauten Teil befinden sich bereits zwei 60 Meter hohe Etagen.

Um den Abbau in einer neuen Scheibe zu beginnen, wird zunächst in der Nähe des Brechers eine Rampe zur nächstniedrigeren Etage abgesenkt, von der aus dann begonnen wird, die Scheibe aufzuweiten. Der Schacht wird dann komplett gefüllt und der Brecher in eine sichere Entfernung gebracht, bevor auch die Fläche um den Schacht und der Schacht selbst auf die nächste Etage abgesenkt werden. Das Hauwerk wird währenddessen in der Nähe des Schachtes zwischengelagert. Sobald die Fläche auf der neuen Etage groß genug ist, wird der Mobilbrecher tiefer aufgestellt und es kann damit begonnen werden, das Material aus dem Schacht wieder abzuziehen. Der Brecher wird zurück auf die Plattform gestellt, die auf dem Schachtkopf liegt.

Der Abbau einer Scheibe dauert momentan ungefähr eineinhalb bis zwei Jahre. Die im Dezember 2016 gerade aktive Etage lag auf einer Höhe von 1.135 m.

Pro Jahr werden maximal 350.000 t Kalkstein abgebaut und gefördert; die Fördermenge beträgt pro Woche maximal 12.000 t und pro Tag maximal 3.000 t.

2.2 Derzeitiger Brech- und Förderablauf

Der Förderweg des Materials beginnt beim Hauwerk, das im Steinbruch beim Sprengen anfällt, und endet im Zementwerk in Rohrdorf. Im Folgenden sollen alle Zwischenschritte beschrieben werden. Für das Projekt der Neuausrichtung des Brech- und Förderablaufes relevant ist nur der Abschnitt vom Primärbrecher zum Sekundärbrecher (Begründung dafür im Kapitel 3.1.1), der Fokus der Beschreibung liegt daher auf diesem Teil.

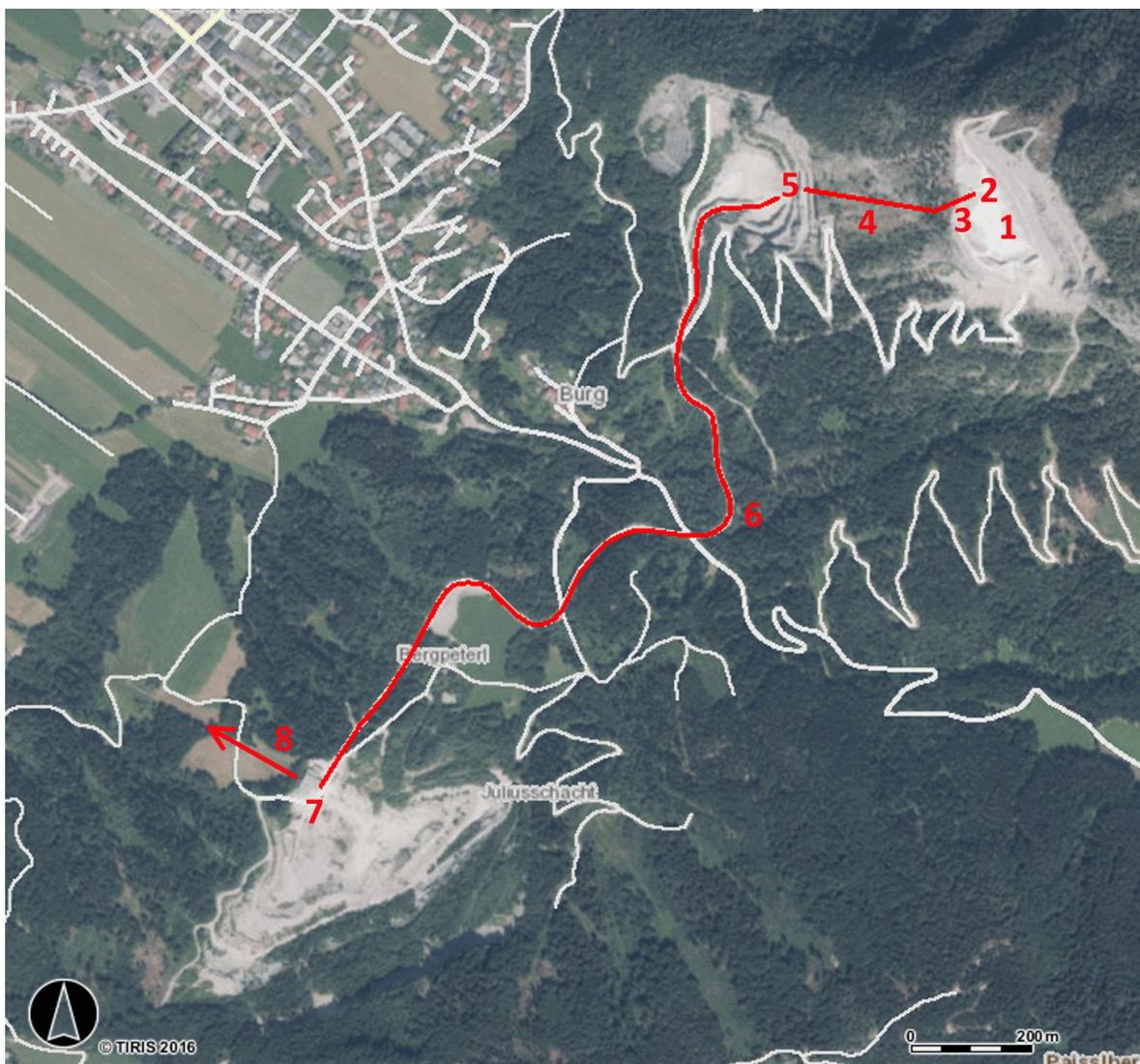


Abbildung 2: Istzustand (tirismaps, 26.01.2017)

Abbildung 2 zeigt den derzeitigen Förderweg vom Abbau (1) über den Primärbrecher (2), den Sturzschaft (3), den Förderstollen (4) zum Abwurf und weiter von der SLKW-Verladung (5) über die Förderstraße (6) zum Sekundärbrecher (7) und die weitere Förderung (8) in Richtung der Bahnverladung.

2.2.1 Abbau und Förderung zum Primärbrecher

Nach dem Abbau durch Bohren und Sprengen hat das Hauwerk eine Korngröße von bis zu 1 m. Normalerweise wird das Hauwerk direkt mit einem Radlader zum Primärbrecher gebracht. Der Radlader (Komatsu WA 600-6) hat ein Schaufelvolumen von 7,5 m³ bei einer Leistung von 393 kW und einem Gewicht von 52,7 t. Zusätzlich steht ein kleinerer Radlader (Cat 980F) mit einem Schaufelvolumen von 4,0 m³ zur Verfügung. Teilweise ist hier auch der Radlader aus dem Kalksteinzwischenlager (siehe Punkt 2.2.5) im Einsatz.

Bei größeren Entfernungen wird das Hauwerk von einem Radlader auf einen knickgelenkten Muldenkipper (Bell B35D, 290 kW, Leergewicht: 28,2 t, Nutzlast: 32,5 t) verladen und mit diesem in der Nähe des Brechers abgekippt. Von dort wird es dann wieder von einem Radlader aufgenommen und zum Brecher gebracht.

2.2.2 Primärbrecher

Als Primärbrecher kommt ein mobiler Backenbrecher MFL STE108x85/T zum Einsatz. Dieser steht auf einer Stahlkonstruktion direkt auf dem Sturzschaft. Er hat eine Masse von 54,7 t und Abmessungen von 13,3 x 3,3 x 4,1 m. Der Brecher wird mit einer Leistung von 221 kW diesel-elektrisch angetrieben und erzielt einen Durchsatz von bis zu 300 t/h bei maximaler Spalteinstellung. Er besitzt einen Förderbunker mit einem Volumen von 6 m³ und einer Höhe von 4.046 mm, die Aufgabeöffnung ist 1.080 x 850 mm groß. Ein Vibrationsförderrost mit einer von 50

bis 120 mm einstellbaren Spaltweite siebt das Feingut ab, bevor das Hauwerk in den Brechraum kommt.

Der Brecher ist auf die maximale Spaltweite von 300 mm eingestellt, im Endkorn haben aber viele Körner eine plattige Form und können Kantenlängen von bis zu 600 mm, selten sogar bis zu 800 mm aufweisen.



Abbildung 3: Primärbrecher

Vom Brecher wird das Material direkt in den Sturzschaft verstürzt. Das standardmäßig eingebaute Austragsförderband wurde wegen häufiger Probleme durch Verschmutzung und Vereisung entfernt.

2.2.3 Sturzschaft

Der Sturzschaft wurde mit einem quadratischen Profil mit einer Seitenlänge von 3,5 m gebaut, durch die Abnutzung ist der Durchmesser mittlerweile deutlich

größer und variiert über die Länge. Anders als die meisten Sturzschächte ist dieser nicht senkrecht, die Neigung beträgt 72°. Die vertikale Höhe beträgt momentan 247 m (888 m – 1.135 m) und damit das Fassungsvermögen etwa 2.500 m³.

Der Schacht befindet sich direkt über dem Förderstollen, der Schachtfuß ist daher ein nach Fertigstellung des Schachtes mit Ankern in der Schachtwand aufgehängter Trichter aus Beton mit Eisenbahnschienen. Der Abzug funktioniert mittels einer Vibrationsförderrinne mit Nadelschieber, die von zwei Unwuchtmotoren von jeweils 5,5 kW angetrieben wird und eine Förderleistung von 100 bis 630 t/h erreicht.

Da es früher immer wieder zu Verstopfungen kam, wurde auf den unteren 40 m ein zum Schacht paralleler Bypass-Schacht gebaut, der auf der Höhe von 20 m und 40 m mit dem Schacht verbunden ist. In den letzten Jahren treten nur noch sehr selten Stopfer auf; diese werden mit Sprengstoff an Heliumballons behoben. Um das Risiko von Verstopfungen zu minimieren, muss das Material im Schacht oberhalb des Bypasses immer in Bewegung bleiben. Es wird also im Normalbetrieb kontinuierlich abgezogen, während von oben neues Material nachkommt. Dabei wird der Schacht nie ganz geleert, um beim Wiederauffüllen die Einrichtungen im Schachtfuß nicht zu gefährden und die Staubbildung bei einem leeren, durchziehenden Schacht zu vermeiden.

2.2.4 Andreastollen

Von der Vibrationsförderrinne fällt das Material auf ein Förderband, das sich im Förderstollen, dem sogenannten Andreastollen, befindet.

Der Stollen hat eine Länge von 217 m bei einer Höhendifferenz von 42 m. Das Gefälle ist nicht ganz regelmäßig und erreicht bis zu 25 %. Der Stollenquerschnitt hat eine Breite von 5,5 m und eine Höhe von 3,5 bis 5 m. Die Bewetterung erfolgt blasend durch einen Axiallüfter mit einem Volumenstrom von 15 m³/min.

Das Förderband im Andreastollen hat eine Länge von 235 m, weil es außerhalb des Stollens noch bis zum Abwurf am Rand der Etage verläuft. Die

Höhendifferenz beträgt wie beim Stollen 42 m und die Breite des Bandes 800 mm. Die maximale Kapazität des Förderbandes, auf der es normalerweise auch läuft, beläuft sich auf 500 t/h. Der Antrieb von 75 kW wird nur zum Anlaufen gebraucht, danach läuft das Band im Generatorbetrieb. Dabei wird die Energie aber in Wärme umgewandelt und nicht als elektrische Energie gewonnen. Eine kurze Strecke nach der Aufgabe befindet sich eine Bandwaage, durch die die Schachtfüllhöhe – in Kombination mit dem Abzählen der Radladerschaufeln und damit der Schätzung der Masse, die in den Schacht gefüllt wird – kontrolliert wird.

2.2.5 Abwurf und SLKW-Verladung

Das untere Ende des Förderbandes befindet sich im momentan nicht genutzten westlichen Abbau auf der Etage 840 m. Von dort wird das Material über die Bruchwand auf die Etage 760 m abgeworfen, auf der sich das Kalksteinzwischenlager befindet. Dieses Zwischenlager hat eine Kapazität von bis zu 50.000 t Material, wodurch längere Perioden, in denen entweder kein Abbau stattfinden kann oder ein Problem im Förderweg bis dahin besteht, überbrückt werden können. Zur Minimierung der Staubemissionen wird das Material auf dem Förderband vor dem Abwurf mit Wasser bedüst.

In Abbildung 4 ist rechts oben der Abwurf und links unten das Kalksteinzwischenlager zu sehen. Das Kalksteinzwischenlager ist auf dem Foto leer, weil zu diesem Zeitpunkt der Bereich um den Sturzschacht (wie im Punkt 2.1.2 beschrieben) auf die nächste Etage abgeteuft wurde.



Abbildung 4: Abwurf, Kalksteinzwischenlager

Im Kalksteinzwischenlager wird das Material von einem Radlader (Komatsu WA 600-6) mit 7,0 m³ Schaufelvolumen auf Schwerlastkraftwagen (SLKW) verladen. Die gesamte Ladespielzeit beträgt dabei ungefähr vier Minuten.

Durch die große Abwurfhöhe von 80 m kann aus Sicherheitsgründen die SLKW-Verladung nur stattfinden, während das Förderband gerade nicht in Betrieb ist. Im normalen Betrieb wird daher an drei Tagen pro Woche ca. sieben Stunden lang mit SLKW gefördert und gleichzeitig der Schacht befüllt, bevor das Förderband eingeschaltet wird und nach Schichtende noch maximal zwei Stunden weiterläuft, bis es sich von selbst abschaltet.

2.2.6 SLKW-Förderung auf der Förderstraße

Bei den SLKW handelt es sich um Muldenkipper mit starrem Rahmen. Damit möglichst immer drei davon gleichzeitig im Einsatz sein können, gibt es vier Stück. Zwei davon sind Terex 33-07 (auf Abbildung 5 ist einer von diesen im Vordergrund zu sehen) mit einer Nutzlast von 40 t, einem Leergewicht von 32,5 t und einer Leistung von 392 kW. Die anderen zwei sind Terex 33-08E mit einer Nutzlast von 50 t, einem Leergewicht von 42,7 t und einer Leistung von 425 kW.



Abbildung 5: SLKW

Die Förderstraße führt von der Etage 760 m mit einem durchschnittlichen Gefälle von ca. 1 % über eine Länge von ungefähr 1.700 m zum Sekundärbrecher. In Luftlinie beträgt die Entfernung ca. 1.300 m. Die Straße ist asphaltiert und umfasst auch eine ca. 100 m lange Brücke, die in bis zu 30 m Höhe über den Lengerer Graben führt.



Abbildung 6: Blick vom Abbaubereich zum Mergelsteinbruch

Abbildung 6 zeigt den Blick vom südlichen Rand des aktuellen Abbaubereiches zum alten Mergelsteinbruch, an dessen westlichem Rand der Sekundärbrecher steht. Unten im Bild ist die steile Zufahrtsstraße zum Steinbruch zu erkennen, rechts unten und in der Mitte des Bildes sieht man Teile der Förderstraße mit der Brücke über den Lengerer Graben.

Ein kurzes Stück der Straße in der Nähe des Sekundärbrechers führt durch ein wegen des früheren untertägigen Mergelabbaus bergschadengefährdetes Gebiet (Friedl ZT GmbH, 2001). Deshalb wurde dort eine Ampelanlage errichtet, die mit Drähten, die unter der Straße liegen, verbunden ist. Falls sich die Straße absenkt, reißen die Drähte und die Ampel schaltet auf rot.

Für einen gesamten Umlauf braucht ein SLKW derzeit ungefähr 17 Minuten.

2.2.7 Sekundärbrecher

Als Sekundärbrecher kommt der Zweiwellen-Hammerbrecher MIAG-Titan 68 D 90 W zum Einsatz. Er weist eine Leistung von 900 kW und eine Kapazität von bis zu 550 t/h auf. Die Endkorngröße ist durch einen Siebrost festgelegt und beträgt 0 bis 60 mm. Ursprünglich wurde dieser Brecher als Primärbrecher für den Mergel- und Kalksteinbruch verwendet, daher kann das Aufgabegut bis zu 900 mm groß sein.

2.2.8 Weitere Förderung

Nach dem Hammerbrecher wird das Material von Förderbändern bis nach Kirchbichl zur Bahnverladung gebracht. Die 1978 errichtete Bandanlage besteht aus drei langen Förderbändern mit einer gesamten Länge von 3,1 km, ist teilweise ober-, teilweise unterirdisch angelegt und führt am Ende über eine Brücke zur Rohsteinhalle auf dem Gelände des früheren Zementwerkes. Die Förderbänder sind als Stahlseilbänder mit einer Breite von 800 mm ausgeführt und können bei einer Geschwindigkeit von 3 m/s bis zu 700 t/h fördern. Durch den Hammerbrecher ist allerdings die reale Förderleistung auf 550 t/h begrenzt.

Die Rohsteinhalle weist eine Kapazität von 30.000 t auf; das Material kann von einem Förderband direkt zur Bahnverladung- bzw. LKW-Verladung abgezogen werden. In der Halle befindet sich ein Kran zur Umlagerung, teilweise wird das Material auch von einem Radlader auf LKW verladen.

Pro Tag fahren bis zu zwei Züge mit jeweils zehn Waggons zum Zementwerk nach Rohrdorf. Dieselben Züge bedienen auch einen anderen Steinbruch der Rohrdorfer-Gruppe, sodass je nach Bedarf und Lagerstand unterschiedliche Mengen pro Tag gefördert werden. Ein Zug kann maximal 1.100 t laden; mit zwei Zügen und zusätzlich noch LKW-Transport ergibt sich eine Tageshöchstfördermenge von ca. 3.000 t.

2.3 Verbesserungspotenzial im Brech- und Förderablauf

Der derzeitige Ablauf des Fördersystems funktioniert zwar ohne große Zwischenfälle. In einigen Abschnitten arbeitet die Anlage jedoch nicht (mehr) ganz ideal.

2.3.1 Primärbrecher

Um den notwendigen Durchsatz von 300 t/h zu erreichen, muss der Brecher bei der maximalen Brechspalteinstellung durchgehend auf Vollast laufen. Dabei entstehen auch plattige Körner mit einer Kantenlänge von bis zu 600 mm, die auf dem späteren Förderweg zu Problemen führen können.

Ein weiteres Problem ist die hohe Anzahl von Knäppern, weil die Aufgabeöffnung nur 1.080 x 850 mm groß ist, viele Steine nach dem Sprengen aber größer sind (teilweise mit über 1 m Kantenlänge). Die Zerkleinerung der Knäpper verursacht jedes Jahr einen Aufwand von etwa 400 Arbeitsstunden für einen Arbeiter und einen Bagger, was Kosten von ungefähr 40.000 € pro Jahr entspricht. Die Möglichkeiten zur Verbesserung der Hauwerksstückigkeit – also zur Verringerung der Anzahl an Knäppern – durch die Sprengplanung wurden schon weitgehend ausgeschöpft.

Der Brecher kann nur mit Diesel betrieben werden, weil es keine Stromleitung in den oberen Steinbruch gibt. Aufgrund der hohen dafür erwarteten Kosten möchte die SPZ auch keine solche errichten.

2.3.2 Förderband im Andrestollen

Die Breite des Förderbandes im Andrestollen beträgt 800 mm, was nach gängigen Empfehlungen aus der Literatur für eine maximale Korngröße von 300 mm schon zu wenig ist. Normalerweise wird eine Breite vom Zwei- bis zum

Fünffachen des Größtkorndurchmessers empfohlen (z. B. Metso Corporation, 2015: mindestens 2,1-facher Größtkorndurchmesser). Teilweise sind die Körner aber bis zu 600 mm groß. Dadurch kommt es auch manchmal vor, dass größere Steine vom Förderband herunterfallen.

Da es aber sonst keine ernsthaften Probleme gibt, ist es nicht notwendig und wirtschaftlich nicht sinnvoll, hier eine Änderung vorzunehmen, auch wenn der Primärbrecher in derselben Weise weiter betrieben wird.

2.3.3 Kalksteinzwischenlager

Wie schon im Punkt 2.2 beschrieben, kann das Kalksteinzwischenlager nicht betreten werden, während das Förderband läuft und dadurch der Abwurf des Materials über eine Höhe von 80 m stattfindet. Auch wenn im Abbaubereich in der Nähe der Kante gearbeitet wird, kann nicht vollkommen ausgeschlossen werden, dass Steine in Richtung des alten Steinbruches bzw. Kalksteinzwischenlagers rollen. Dadurch wird aus Sicherheitsgründen immer nur entweder oben oder unten gearbeitet, was die Flexibilität stark einschränkt und teilweise Zwangspausen verursacht. Der große Vorteil des Kalksteinzwischenlagers ist jedoch die Bunkerwirkung durch die Kapazität von vielen tausend Tonnen.

Um die beiden Arbeitsbereiche zu entkoppeln, soll das Kalksteinzwischenlager umgangen werden, damit dort im Regelbetrieb keine Arbeiten mehr durchgeführt werden müssen. Ein weiterer Vorteil der Umgehung des Abwurfes wäre die damit verbundene Verringerung der Staub- und Lärmemissionen.

2.3.4 SLKW

Die momentan im Einsatz befindlichen SLKW haben alle bereits ein hohes Alter erreicht (Baujahre 1978, 1986, 1991 und 1992). Im Vergleich mit den Angaben der Nutzungsdauer in den deutschen AfA-Tabellen (z. B. in der AfA-Tabelle für den Wirtschaftszweig „Kalk-, Gips- und Kreideindustrie“, Bundesministerium der

Finanzen, 1995), die für alle Arten von LKW in Steinbrüchen drei Jahre angeben, aber auch mit Erfahrungswerten der SPZ, die von ungefähr zwölf Jahren Lebensdauer ausgehen, hätten die SLKW schon mehrmals ausgetauscht werden müssen. Durch ihr Alter verursachen sie relativ hohe Reparaturkosten, und auch die Technik und der Komfort befinden sich nicht auf dem aktuellen Stand.

Deshalb plant die SPZ, die SLKW möglichst bald auszutauschen.

2.3.5 Sekundärbrecher

Da der Hammerbrecher, der als Sekundärbrecher zum Einsatz kommt, ursprünglich als Primärbrecher benützt wurde, ist er für den jetzigen Einsatzzweck deutlich überdimensioniert. Mit seiner Leistung von 900 kW verursacht er Stromkosten von über 100.000 € pro Jahr. Der Vorteil des Hammerbrechers hingegen ist die definierte obere Korngrößengrenze, die sich durch den Siebrost ergibt und dank derer keine Kreislaufzerkleinerung notwendig ist.

Es muss daher – auch in Verbindung mit den Problemen beim Primärbrecher – geprüft werden, ob es (vor allem wirtschaftlich) sinnvoll wäre, den Brechablauf zu verändern.

3 Neuer Brech- und Förderablauf

Bevor im nächsten Kapitel alle existierenden Brecher und Fördermittel, die für Hauwerk geeignet sind, beschrieben werden, sollen zunächst alle Vorgaben, die sich aus den Anforderungen für die Endproduktbeschaffenheit, aus Bescheiden, Genehmigungen und Verträgen, aus dem Infrastrukturbestand, den Grundeigentumsverhältnissen, Schutzgebieten und der Umgebung ergeben, beschrieben werden. Außerdem sollen die bereits bestehenden Vorstudien und deren Ergebnisse zusammengefasst werden.

Aus der Kombination dieses und des nächsten Kapitels können dann im Kapitel 5 die für den Steinbruch Bad Häring geeigneten Systeme ermittelt werden.

3.1 Vorgaben

3.1.1 Start- und Endpunkt der Neuausrichtung

Da die ersten Probleme beim Primärbrecher auftreten und es im Abbau sowohl beim Laden und Sprengen als auch bei der Förderung bis zum Brecher laut der SPZ keinen Bedarf für Verbesserungen gibt, wurde als Startpunkt der Neuausrichtung der Primärbrecher definiert.

Der Endpunkt wurde mit dem Sekundärbrecher bzw. der Übergabe auf die Bandanlage, die nach Kirchbichl führt, festgelegt. Die Bandanlage geht durch bewohntes Gebiet und weist zwar einen hohen Stromverbrauch auf, ist aber sehr robust gebaut, und ein neues System wäre wahrscheinlich nicht genehmigungsfähig. Auch die nachfolgende Förderung über die Rohsteinhalle in Kirchbichl und die Bahn bis zum Zementwerk in Rohrdorf ist nicht Gegenstand dieser Arbeit.

Die horizontale Entfernung des Primärbrechers vom Sekundärbrecher beträgt etwa 1,5 km, der Höhenunterschied beläuft sich momentan auf 390 m.

Natürlich werden bei den nachfolgenden Überlegungen aber auch die Auswirkungen auf den Bereich vor dem Primärbrecher und nach dem Sekundärbrecher untersucht.

3.1.2 Anforderungen an das Endprodukt

Das Endprodukt bei der Übergabe auf die Bandanlage nach dem Sekundärbrecher muss eine Korngrößenverteilung haben, die für die weitere Förderung über die Bandanlage, die Rohsteinhalle, die Bahnverladung und die Förderung im Zementwerk bis zur Mühle geeignet ist. Momentan ist die größte Korngröße durch den Siebrost des Hammerbrechers auf 60 mm festgelegt.

Der jetzige Flaschenhals ist das Becherwerk bei der Bahnentladung in Rohrdorf. Dieses funktioniert nur mit einer Maximalkorngröße von 70 mm. Falls das Becherwerk ausgetauscht wird – was derzeit seitens der SPZ geplant ist –, erhöht sich die maximal mögliche Korngröße auf 100 mm (die höchstmögliche Korngröße für die Bahnverladung).

Ansonsten gibt es keine Vorgaben zur Endproduktbeschaffenheit, da das gesamte Produkt ohne weitere Verarbeitung in der Mühle im Zementwerk gemahlen wird. Vorteilhaft für die Förderung ist natürlich ein geringer Feingutanteil, damit es zu weniger Staubentwicklung und zu möglichst geringen Anbackungen bei Übergabestellen kommt.

3.1.3 Vertrag mit der Gemeinde

1999 war geplant, die Fördermenge auf 600.000 t pro Jahr anzuheben und auf zweischichtigen Betrieb umzustellen. Damit die Gemeinde Bad Häring keine Einwendungen gegen behördliche Verfahren erhebt, wurde damals ein Vertrag mit der Gemeinde ausgehandelt. Dieser Vertrag beinhaltet die folgenden für den Betriebsablauf relevanten Punkte:

- Die Abbaumenge wird auf 600.000 t pro Jahr limitiert.
- Der Vertrag gilt, bis 5,5 Mio. t abgebaut sind.
- Auf den talseitigen Abbau unterhalb des Schall- und Sichtschutzwalls auf der Etage 747 m wird verzichtet, und die SPZ ist verpflichtet, diesen Wall zu erhalten.
- Die SLKW-Förderung zum Hammerbrecher darf nur bis 14:00 Uhr stattfinden.
- Die Gesamtlärmimmission in Bad Häring darf durch den Steinbruch nicht erhöht werden.
- Sprengungen sind – außer bei Gefahr im Verzug – nur zwischen 08:00 und 13:00 Uhr erlaubt.
- Die maximale Gesamtarbeitszeit ist auf von Montag bis Donnerstag auf 06:00 bis 20:00 Uhr und am Freitag von 6:00 bis 19:00 Uhr festgelegt.

Die Fördermenge wurde nach dem Aufsetzen des Vertrages dann doch nicht erhöht, der Vertrag gilt aber nach wie vor und schützt den Betrieb vor Einwendungen der Gemeinde gegen behördliche Verfahren.

Die Limitierungen, die sich aus dem Vertrag für die Förderung ergeben, sind hauptsächlich die Zeitlimits für die SLKW-Förderung und die Verpflichtung, die Gesamtlärmimmission nicht zu erhöhen.

3.1.4 Grundeigentumsverhältnisse

Im Bereich des Steinbruches sind große Grundflächen im Eigentum der SPZ. Diese schließen den gesamten aktiven und geplanten Abbaubereich sowie die alten Abbauf Flächen mit ein.

Auch der Großteil der Förderstraße liegt auf eigenem Grund, ein Teilstück von ca. 680 m befindet sich jedoch auf Fremdgrundstücken. Für diesen Teil der Straße besteht ein Nutzungsrecht; falls sich der Förderweg allerdings ändert (zum Beispiel durch Verwendung eines Förderbandes), muss das Nutzungsrecht neu ausgehandelt werden.

Der alte Mergelsteinbruch – und damit der Sekundärbrecher – liegt ebenfalls vollständig auf Firmengrund. Die Förderbänder zwischen dem Sekundärbrecher und der Rohsteinhalle in Kirchbichl hingegen befinden sich größtenteils auf Fremdgrundstücken, wobei es auch hier entsprechende Nutzungsrechte gibt.

Es besteht keine Möglichkeit, den Abbaubereich mit dem Sekundärbrecher zu verbinden, ohne dabei Fremdgrundstücke zu kreuzen.

3.1.5 Genehmigungen

Die folgenden Genehmigungen sind momentan im alten und aktuellen Kalksteinbruch aufrecht:

Oberhalb der Höhenlinie auf 1.000 m (und zu einem kleinen Teil darunter) besteht eine Abbaugenehmigung nach der Gewerbeordnung, welche gemäß §204 MinroG (Mineralrohstoffgesetz) übergeführt wurde. Außerdem existieren eine unbefristete naturschutzrechtliche Genehmigung und eine Rodungsgenehmigung bis 2031.

Unterhalb – im derzeit nicht mehr bzw. noch nicht wieder aktiven Abbaubereich – ist die Rodung unbefristet. Der Bereich ist ebenfalls ins MinroG übergeführt.

3.1.6 Förderstraße

Wie schon im Punkt 3.1.4 erwähnt, führt die Förderstraße zwischen dem Kalksteinzwischenlager und dem Sekundärbrecher teilweise über Fremdgrundstücke.

Im Kapitel 2.2 wurde bereits beschrieben, dass die Straße an einer Stelle durch ein von Bergschäden gefährdetes Gebiet geht. Das liegt an dem oberflächennahen untertägigen Mergelbergbau, der früher in diesem Bereich betrieben wurde (Friedl ZT GmbH, 2001). Daher sind im betroffenen Abschnitt unter der Straße Drähte eingebaut, die mit einer Ampel verbunden sind, die auf Rot schaltet, wenn die Drähte durch Bodenbewegungen reißen. Für die Neuausrichtung der Förderung ist das relevant, weil aufgrund der drohenden Schäden vermieden werden sollte, in diesem Bereich Fundamente (zum Beispiel für ein Förderband) zu errichten.

Die Brücke über den Lengerer Graben wurde ursprünglich für eine Gesamtbelastung mit 150 t ausgelegt. Da die Brücke bereits ungefähr 40 Jahre alt ist, erscheint sicherheitshalber eine Reduktion auf maximal 100 t empfehlenswert.

Der Straßenbelag weist mittlerweile einige Beschädigungen auf. Es wird daher in näherer Zukunft notwendig sein, den Asphalt abzufräsen und die Straße neu zu asphaltieren.

3.1.7 Schutzgebiete

Wie im Tiroler Rauminformationssystem tirisMaps zu erkennen ist, überschneiden sich weder die Steinbrüche noch die Förderroute mit Naturschutzgebieten. Auch in

der näheren Umgebung befinden sich keine Schutzgebiete, sodass keine besonderen naturschutzrechtlichen Einschränkungen zu erwarten sind.

3.1.8 Umgebung

Laut der SPZ gibt es derzeit keine Probleme mit den Anrainern.

Da Bad Häring ein Kurort ist, bestehen strengere Vorschriften bezüglich der Emissionen. Wegen des bestehenden Vertrages mit der Gemeinde (siehe Punkt 3.1.3) dürfen die Emissionen jedoch ohnehin nicht erhöht werden.

Aus dem Inntal ist der Steinbruch teilweise gut sichtbar, durch die ihn umgebenden Felswände des Pölven ist er aber im Vergleich zu den meisten anderen Steinbrüchen nicht sehr auffällig.

3.2 Bestehende Vorstudien

Eine Neuausrichtung des Brech- und Förderablaufes wurde schon seit einigen Jahren von der SPZ angedacht. Deshalb liegen bereits zwei Vorstudien vor, in denen schon einige Lösungsansätze diskutiert wurden. Nachfolgend sind der Inhalt und die Ergebnisse dieser Vorstudien zusammengefasst:

3.2.1 Diplomarbeit 2008

2008 wurde von Ralph Krebs an der Technischen Universität Clausthal die Diplomarbeit „Analyse der Bergtechnik und Optimierung der Betriebsabläufe des Steinbruchs ‚Am Pölven‘“ verfasst. In dieser Arbeit geht es um die Verbesserung des Sprengergebnisses, alternative Gewinnungstechnologien und andere

Verbesserungen der Betriebsabläufe, aber auch um die Optimierung des Förderablaufes und des Zerkleinerungsprozesses.

Für die Förderung vom Andreastollen zum Hammerbrecher werden die folgenden Möglichkeiten betrachtet: Modernisierung der Gerätekette, Einsatz einer SLKW-Verladung, Ausbau der Förderstraße, Ersatz durch andere Fördermittel, Einsatz einer Bandanlage.

Der Ausbau der Förderstraße wird aufgrund der hohen Kosten ausgeschlossen, und auch der Ersatz durch andere Fördermittel, wie Schienenfahrzeuge und andere Sondertransportmittel mit Ausnahme des RopeCon, wird als unwirtschaftlich eingeschätzt.

Eine weitere Möglichkeit wird darin gesehen, ein neues Rolloch im Kalksteinzwischenlager zu schaffen und die Stollen des alten untertägigen Bergbaues für die Bandförderung durch den Erbstollen direkt nach Kirchbichl zu nutzen.

Die Daten zu diesen Varianten sind als Ergebnis in der folgenden Tabelle (direkt aus der Arbeit übernommen) zusammengefasst:

Tabelle 2: Variantenvergleich (Krebs, 2008)

Variante	bis Brecherstation 3	bis Kirchbichl	Bemerkungen
Lastwagen			
Modernisierung der SKW-Kette	1,72 €/t	2,07 €/t	Keine weitere Investition nötig
Seigerbunker – Muldenkipper	0,97 €/t	1,32 €/t	
Seigerbunker – LKW	0,79 €/t	1,14 €/t	Förderkapazität gering
Bandanlagen			

Andrea-Stollen – Suchy – RopeCon	0,76 €/t	1,12 €/t	Kleinere zusätzliche Investitionen nötig!
Erbstollen	Entfällt	> 0,87 €/t	Einige Unbekannte

Die Benützung der alten Stollen ist zwar die günstigste Variante, wegen der hohen finanziellen Risiken bei der Reaktivierung der alten Grubengebäude wird diese Variante allerdings ausgeschlossen.

Deshalb wird empfohlen, vom Mundloch des Andreastollens ein Förderband über die Etage 840 m und durch einen neuen Tunnel zum Suchy-Bruch (einem alten Teststeinbruch im Bereich der Straße zum oberen Steinbruch) zu legen und dessen südliches Ende mittels eines RopeCon und eines normalen Muldenförderbandes mit dem Hammerbrecher zu verbinden.

Für den Zerkleinerungsprozess wird die Kombination aus Schlagwalzenbrecher und Kegelschneidbrecher empfohlen und als weitere Möglichkeit für den Primärbrecher ein Prallbrecher ins Spiel gebracht.

3.2.2 Vorstudie 2016

Anfang 2016 wurde von der SPZ eine Vorstudie zum Thema „Förderoptimierung Bad Häring“ erstellt (Zott, B., 2016). Das Ergebnis dieser Vorstudie waren die folgenden Ideen:

3.2.2.1 Mögliche Varianten

Um den Abwurf in das Kalksteinzwischenlager zu vermeiden, könnte neben dem Andreastollen ein Sturzschaft und vom Schachtfuß ein neuer Stollen mit

Förderband entweder zum Kalksteinzwischenlager oder zu einem neuen LKW-Wendeplatz gebaut werden. Bei der Variante mit dem LKW-Wendeplatz gäbe es mehrere Möglichkeiten der Sturzschachttiefe; auch ein direkter Stollen vom Andreastollen zum Wendeplatz wäre möglich. Auf dem LKW-Wendeplatz müsste dann ein LKW-Verladesilo errichtet werden.

Als Alternative zum Ersatz der veralteten SLKW durch neue SLKW überlegt Zott die Anschaffung von speziellen umgebauten Straßen-LKW. Diese würden weniger kosten, könnten allerdings nicht bei großen Steigungen oder in schwierigem Gelände eingesetzt werden. Um die geforderte Fördermenge zu erreichen, würden zwei solche LKW ausreichen; damit die Förderleistung der Bandanlage nach Kirchbichl ausgenutzt werden kann, empfiehlt Zott zusätzlich aber einen 1.000-m³-Silo beim Hammerbrecher. Dieser Silo müsste von den zwei LKW aufgefüllt werden, damit bei voller Auslastung der Förderbänder eine möglichst große Fördermenge auf einmal nach Kirchbichl gebracht werden kann.

Statt dem Einsatz der LKW könnte auch eine neue Bandanlage vom Verladesilo zum Hammerbrecher gebaut werden.

Eine Möglichkeit für die Zerkleinerung wäre laut der Vorstudie das Umgehen des Hammerbrechers, während der mobile Brecher weiter eingesetzt wird. Das Überkorn über 60 mm müsste dann in Kirchbichl abgesiebt und separat gebrochen werden.

Ein anderer möglicher Ort für die Absiebung des Überkorns wäre eine Kaverne im Andreastollen, wobei das Überkorn dann in das Kalksteinzwischenlager abgeworfen würde. Das Überkorn müsste diesfalls entweder mehrmals im Jahr durch einen separaten Mobilbrecher gebrochen oder zum Hammerbrecher geführt und durch diesen gebrochen werden. Eine weitere Möglichkeit wäre die Installation eines Sekundärbrechers mit Kreislaufzerkleinerung in der Kaverne, wodurch das Kalksteinzwischenlager entfallen würde.

Möglich wäre auch eine einstufige Zerkleinerung durch einen mobilen Prallbrecher, der statt des derzeitigen mobilen Backenbrechers über den Sturzschaft gestellt werden könnte. Hier steht allerdings zu befürchten, dass sich durch den höheren Feingutanteil die Wahrscheinlichkeit von Verstopfungen des Sturzschaftes erhöhen könnte. Außerdem erwähnt Zott, dass die Überführung des Brechers in den oberen Steinbruch durch die kleinen Kurvenradien der Straße problematisch wäre.

Weil der Hammerbrecher bei fast allen Alternativen nicht mehr gebraucht wird, wäre es möglich, die Rotoren auszubauen und den Gutsstrom durch den Brecher zu leiten. Falls aber erwünscht ist, den Hammerbrecher bei einem Ausfall eines anderen Brechers wieder verwenden zu können, muss der Gutsstrom im Normalbetrieb am Hammerbrecher vorbeigeführt werden.

Um den bzw. die Brecher mit Strom zu versorgen, wird empfohlen, ein Stromaggregat mit einer Leitung zum oberen Steinbruch zu installieren. Der mobile Brecher könnte aber auch weiterhin mit Diesel betrieben werden; dann müsste das Stromaggregat nur den sekundären Brecher in der Kaverne versorgen.

3.2.2.2 Ergebnis

Die Vorstudie kommt zu dem Ergebnis, dass der Austausch des Mobilbrechers durch einen mobilen Prallbrecher wegen der Gefahr von Verstopfungen des Sturzschaftes nicht zielführend ist.

Als beste Variante wird ein Sturzschaft im Andreastollen mit 20 oder 64 m Höhe und ein von dort ausgehender Stollen mit einem Förderband zum neuen LKW-Wendeplatz genannt. Der Stollen hätte eine Länge von 254 bzw. 249 m.

Im neuen Förderstollen oder an der Stelle, an der dieser zu Tage tritt, soll ein stationärer sekundärer Prallbrecher mit Vorabsiebung installiert werden. Von dort würde ein Förderband zum LKW-Verladesilo führen.

Der LKW-Verladesilo soll eine Größe von 280 bis 300 m³ haben. Von diesem würde die Förderung dann entweder mit SLKW oder mit den umgebauten Straßen-LKW zu einer Abkipfstelle beim Hammerbrecher weitergehen. Von dort würde dann ein Förderband zu einem 1.000-m³-Silo führen. Dieser würde unterhalb des Hammerbrechers über dem bestehenden Förderband, das nach Kirchbichl führt, stehen.

Zur Versorgung des Sekundärbrechers soll ein Stromaggregat installiert werden.

Für die Variante „unverändert“ ergeben sich durch den Neukauf dreier SLKW und eines Radladers Investitionskosten von 1.700.000 € und – bei unveränderter Fördermenge – Betriebskosten von 4,30 €/t. (Für die Berechnung der Betriebskosten wurden hauptsächlich jene Anlagen berücksichtigt, die sich bei den anderen Varianten ändern würden.)

Die oben beschriebene Variante hätte mit einem 20 m tiefen Schacht Investitionskosten von 3.504.495 € und Betriebskosten von 3,41 €/t zur Folge. Bei einem 64 m tiefen Schacht würden die Investitionskosten 3.474.495 € und die Betriebskosten 3,38 €/t betragen.

4 Grundsätzlich für Hauwerk geeignete Brecher und Fördersysteme

Um zu entscheiden, welche Fördersysteme und Brecher für die Neuausrichtung des Steinbruches in Bad Häring ausgewählt werden sollen, werden in diesem Kapitel all jene Anlagentypen, die grundsätzlich für den Transport und die Zerkleinerung von Hauwerk geeignet sind, mit ihren Vor- und Nachteilen beschrieben.

4.1 Brecher

Um Hauwerk von einer maximalen Korngröße von ca. 1 m auf eine Produktkorngröße von höchstens 100 mm zu zerkleinern, wird meistens eine Kombination aus einem Primär- und einem Sekundärbrecher eingesetzt. Unter den richtigen Voraussetzungen ist aber auch eine einstufige Zerkleinerung möglich.

Die Brecher können grob in drei Kategorien eingeteilt werden: Backenbrecher, bei denen das Material hauptsächlich durch Druck zwischen zwei Brechbacken beansprucht wird, Kegeltrecher, die die Körner ebenfalls vor allem durch Druck, diesfalls aber zwischen einem Brechkegel und einem Brechmantel, beanspruchen, und Rotorbrecher, bei denen die Beanspruchung durch rotierende Brecherteile durch Prall, Schlag und Scherung erfolgt. (Schubert, H., 1989)

Diese Kategorien können dann noch in die einzelnen Brecherarten unterteilt werden:

Backenbrecher gibt es in den Ausführungen als Pendelbackenbrecher und als Kurbelbackenbrecher.

Bei den Kegeltrechern gibt es Steilkegeltrecher und Flachkegeltrecher.

Die Rotorbrecher unterteilen sich in Prallbrecher, Hammerbrecher, Walzenbrecher und Schlagwalzenbrecher.

Nachfolgend werden alle diese Brecherarten beschrieben.

Es gibt auch noch andere Spezialbauformen von Brechern (z. B. Walzenbackenbrecher), die aber nicht weit verbreitet sind und deren Einsatz daher durch mangelnde Erfahrungswerte und meist hohe Anschaffungskosten ein relativ großes Risiko darstellen würde. Diese werden hier daher nicht beschrieben.

4.1.1 Backenbrecher

In einem Backenbrecher wird das Material durch zwei Brechbacken zerkleinert. Eine der Brechbacken ist normalerweise fest und die andere pendelnd montiert. Durch das wiederholte Schließen und Öffnen der Brechbacken werden die Körner hauptsächlich durch Druck belastet und dadurch zerkleinert, bis sie klein genug sind, um durch den Spalt zwischen den beiden Brechbacken zu fallen.

Backenbrecher können für Aufgabegutabmessungen von 4 m² und mehr gebaut sein und dabei eine Durchsatzleistung von bis zu 1.000 m³/h erreichen. Das Zerkleinerungsverhältnis kann bei Primärbrechern (Korngrößen in der Größenordnung 100 bis 1.000 mm) 5 bis 9 und bei Sekundärbrechern (10 bis 100 mm) 3 bis 6 betragen. (Höffl, K., 1986)

Meistens ist dem Brecher ein Rost vorgeschaltet; die Brechbacken sind oft mit Zähnen zur Unterstützung der Rissbildung ausgestattet. Das Produkt enthält zumeist plattige oder fischige Körner. Als Sollbruchstelle bei zu hohen Belastungen ist eine Rutschkupplung oder ein Scherbolzen, der einfach und billig zu ersetzen ist, eingebaut. (Schubert, H., 1989)

Es gibt zahlreiche (Sonder-)Bauarten von Backenbrechern, am häufigsten werden aber Pendel- oder Kurbelbackenbrecher eingesetzt.

Backenbrecher gibt es sowohl als stationäre wie auch als semimobile und mobile Brecher.

4.1.1.1 Pendelbackenbrecher

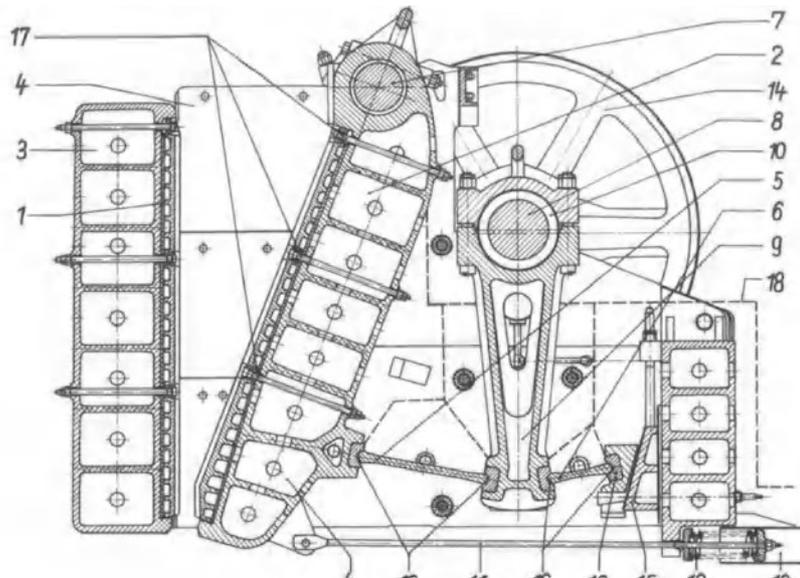


Abbildung 7: Pendelbackenbrecher (Höfl, K., 1986)

Der Antrieb der Brechbacke eines Pendelbackenbrechers erfolgt durch eine Exzenterwelle über ein Kniehebelgelenk am unteren Ende der Backe. Bei zwei bis vier Hüben pro Sekunde und einer Hubweite von 15 bis 25 mm wird das Brechgut abwechselnd durch Druckbelastung gebrochen und entlastet, wodurch es nachrutschen kann. Das obere Ende der Brechbacke bewegt sich dabei nicht. Das Zerkleinerungsverhältnis liegt zwischen 6 und 9.

Dieser Brechertyp wird normalerweise als Primärbrecher für hartes bis mittelhartes Gestein eingesetzt. Die Durchsatzleistung ist vor allem von der Spaltfläche und der Hubzahl abhängig. Die Hubzahl muss sorgfältig eingestellt werden, damit ein gleichmäßiger Fluss des Materials gewährleistet ist. Ebenfalls für den gleichmäßigen Materialfluss stehen die Brechbacken in einem Winkel von 16 bis 22° zueinander. (Schubert, H., 1989)

4.1.1.2 Kurbelbackenbrecher

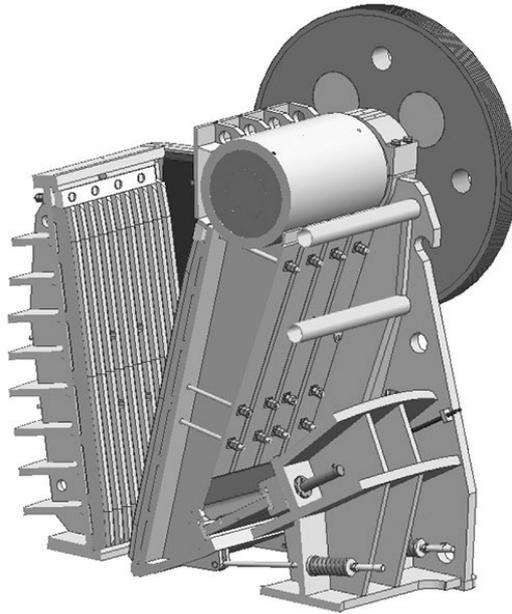


Abbildung 8: Kurbelbackenbrecher (SBM Mineral Processing GmbH)

Bei Kurbelbackenbrechern ist der Antrieb direkt auf der Brechbacke montiert. Das Zerkleinerungsverhältnis ist mit 3 bis 5 kleiner als beim Pendelbackenbrecher, die Durchsatzleistung dafür aber höher. Die Konstruktion ist im Vergleich zum Pendelbackenbrecher einfacher, billiger und leichter und kann daher auch in mobilen Brechern, dafür aber nur für mittelharte Gesteine, eingesetzt werden.

Die Bewegung der Brechbacke ist am oberen Ende kreisförmig, weiter unten bis zum unteren Ende hin, das elastisch mit Federn befestigt ist, immer elliptischer. Dadurch ergibt sich eine Kombination aus Druck- und Scherbeanspruchung, die den Verschleiß erhöht. (Höffl, K., 1986)

4.1.2 Kegelbrecher

Kegelbrecher bestehen aus einem kreisförmig taumelnden Brechkegel und einem ebenfalls kegelförmigen Brechmantel. Dabei wird das Brechgut im ringförmigen Brechspalt zwischen den beiden zerkleinert. Durch die taumelnde Bewegung des

Brechkegels wird das Material auf der Seite, auf der der Spalt kleiner wird, zerkleinert und kann auf der anderen Seite nachrutschen oder durch den Spalt fallen. Dadurch ergibt sich ein kontinuierlicher Brechprozess, der im Allgemeinen einen höheren Durchsatz als bei Backenbrechern erlaubt. (Höfl, K., 1986)

Kegelbrecher werden als primäre, sekundäre oder auch tertiäre Brecher für die Zerkleinerung von hartem bis mittelhartem Gestein eingesetzt.

Probleme kann es mit klebrigen und weichen Anteilen im Brechgut geben, weil diese den Brecher verstopfen können. (Höfl, K., 1986)

4.1.2.1 Steilkegelbrecher

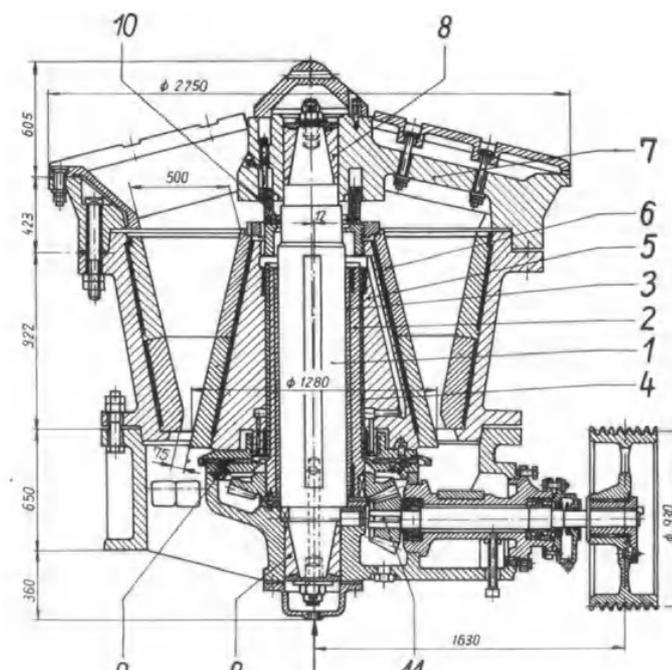


Abbildung 9: Steilkegelbrecher (Höfl, K., 1986)

Bei Steilkegelbrechern sind Brechkegel und Brechmantel in entgegengesetzte Richtungen geneigt. Die Aufgabekorngröße kann mehr als 1.000 mm, das Zerkleinerungsverhältnis 7 bis 10 betragen. Der Brecher läuft mit ungefähr ein bis drei Umdrehungen pro Sekunde und erreicht einen Hub von ca. 5 bis 25 mm. Die Durchsatzleistung beträgt bis zu mehreren tausend Kubikmetern pro Stunde. Die

Spaltweite wird über das Heben und Senken des Brechkegels eingestellt. Dieser ist oben gelagert und wird unten über eine Exzenterbuchse angetrieben, die die Kreispendelbewegung (ca. 1 bis 3° Neigung) des Kegels bewirkt.

Steilkegelbrecher sind größer, schwerer und teurer als Backenbrecher und werden daher meist nur als stationäre Brecher eingesetzt. (Höfl, K., 1986)

4.1.2.2 Flachkegelbrecher

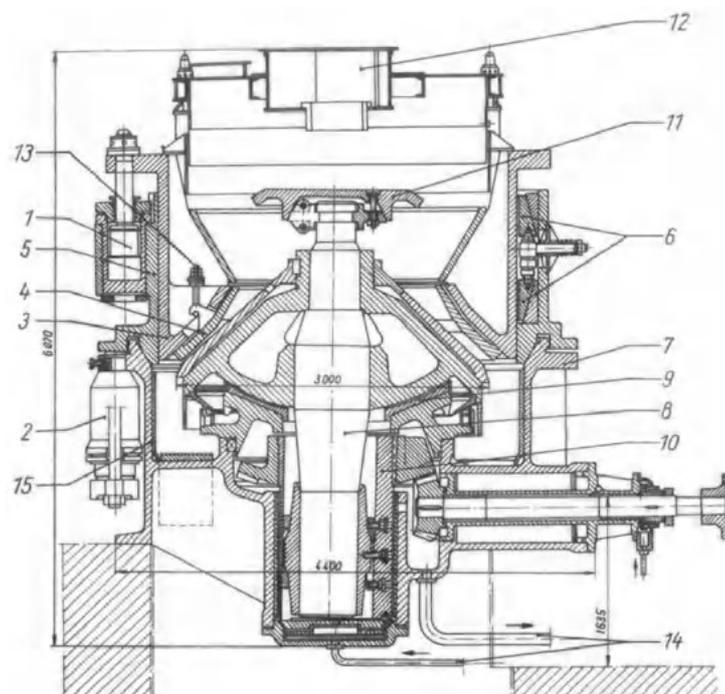


Abbildung 10: Flachkegelbrecher (Höfl, K., 1986)

Flachkegelbrecher werden zur Sekundär- oder Tertiärzerkleinerung genutzt. Im Gegensatz zum Steilkegelbrecher sind hier der Brechkegel und der Brechmantel in dieselbe Richtung geneigt. Außerdem ist der Brechkegel nur unten gelagert, wo er auch angetrieben wird. Die Exzentrizität ist dabei höher als beim Steilkegelbrecher. Der Brechkegel dreht sich mit ca. vier bis zehn Umdrehungen pro Sekunde, dadurch wird das Brechgut nicht nur durch Druck beansprucht, sondern auch mehrmals gegen den Brechmantel geschleudert und somit durch Schlag beansprucht, wodurch sich eine rundere Kornform ergibt. Das Zerkleinerungsverhältnis kann mit 7 bis 18 sehr hoch sein.

Die Baugröße ist kleiner als bei Steilkegelbrechern, dafür ist mit höchstens ein paar hundert Kubikmetern pro Stunde auch die Durchsatzleistung deutlich kleiner. (Schubert, H., 1989; Höfl, K., 1986)

4.1.3 Rotorbrecher

Die Gruppe der Rotorbrecher umfasst sehr unterschiedliche Brechertypen. Gemeinsam haben sie, dass das Material durch (um meistens horizontale Achsen) rotierende Teile des Brechers zerkleinert wird.

4.1.3.1 Prallbrecher

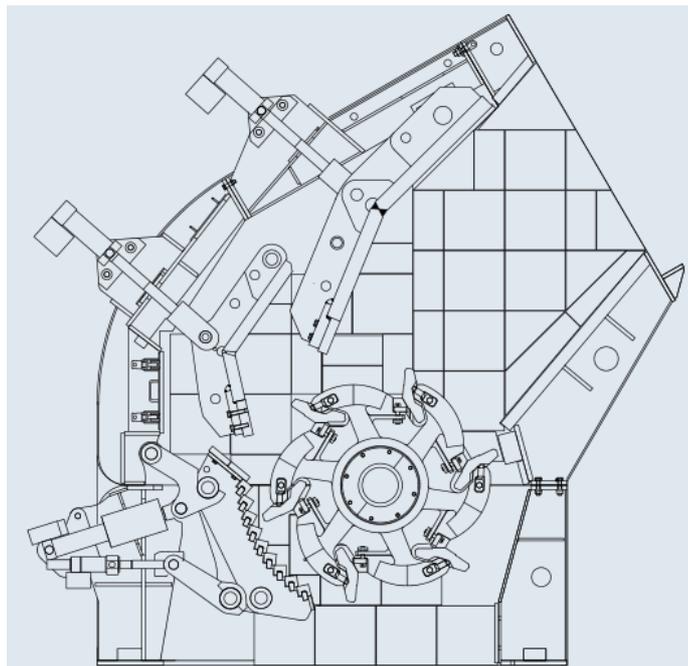


Abbildung 11: Prallbrecher mit Mahlbahn (HAZEMAG & EPR GmbH, 2015)

In einem Prallbrecher wird das Brechgut von einem schnell drehenden Rotor, auf dem auswechselbare fixe Pralleisten montiert sind, gegen Prallplatten geschleudert. Der Rotor kann bis zu 2 m Durchmesser haben und dreht sich mit einer Umfangsgeschwindigkeit von ca. 50 m/s. Die Prallplatten sind verstellbar,

um die Korngrößenverteilung des Produktes einzustellen, und können ausweichen, um durch Fremdkörper nicht zerstört zu werden. Das Zerkleinerungsverhältnis kann bis zu 20, bei kleineren Korngrößen sogar bis zu 50 betragen. Deshalb können durch einen Prallbrecher oft zwei oder sogar drei Brechstufen ersetzt werden. Die Durchsatzleistung beträgt bis zu einige hundert Tonnen pro Stunde, je höher allerdings der Durchsatz ist, desto mehr Feinkorn wird erzeugt.

Das Aufgabegut kann bei großen Prallbrechern eine Korngröße von über 1 m haben. Das Gestein kann weich bis hart sein, die besten Ergebnisse werden bei sprödem Material erreicht. Das Produkt ist ein hauptsächlich kubisches Korn mit einem allgemein höheren Feingutanteil als bei den meisten anderen Brechertypen. Falls das Produkt eine obere Korngrößengrenze haben soll, kann eine Mahlbahn eingesetzt werden. Zwischen dem Rotor und der Mahlbahn wird das Material dann noch weiter zerkleinert, bis es durch den Austragsspalt passt.

Prallbrecher haben oft relativ geringe Investitionskosten, auch weil große Stückzahlen davon für die Bauindustrie hergestellt werden. Der Verschleiß ist aber durch die starke Beanspruchung höher als bei Backen- oder Kegeltbrechern. Prallbrecher gibt es als stationäre, semimobile und mobile Systeme. (Höfl, K., 1986)

Weil oft eine Entscheidung zwischen einem Backenbrecher und einem Prallbrecher als Primärbrecher getroffen werden muss, hier die Unterschiede:

Prallbrecher haben ein größeres Zerkleinerungsverhältnis, dadurch ist auch eine einstufige Zerkleinerung möglich. Das Produkt besteht beim Backenbrecher oft aus plattigen oder fischigen Körnern, während es beim Prallbrecher eher kubisch ist, dafür fällt beim Prallbrecher mehr Feinkorn an, das oft auch eine Entstaubung notwendig macht. Durch die beweglich gelagerten Prallplatten sind Prallbrecher – im Gegensatz zu Backenbrechern – eher unempfindlich gegen Fremdstoffe. Die Investitionskosten sind ähnlich, der Prallbrecher unterliegt aber einem höheren Verschleiß. Prallbrecher sind außerdem lauter, haben dafür aber einen geringeren spezifischen Energiebedarf für die Zerkleinerung. (Höfl, K., 1986)

4.1.3.2 Hammerbrecher

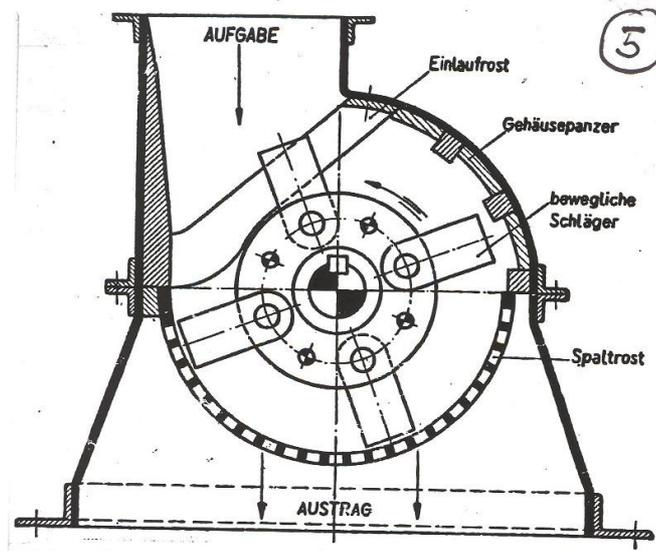


Abbildung 12: Hammerbrecher mit Spaltrrost (Böhm, A., 2013)

Wie beim Prallbrecher dreht sich in einem Hammerbrecher ein Rotor mit einer Umfangsgeschwindigkeit von ca. 50 m/s. Auf diesem Rotor sind beim Hammerbrecher aber Schläger gelenkig befestigt, die das Brechgut durch Prall- und Schlagbelastung zerkleinern. Der Schlagkreis kann einen Durchmesser von bis zu 3 m haben. Die Schläger bleiben normalerweise radial ausgerichtet, können aber bei großen Körnern und bei nicht zerkleinerbarem Material ausweichen. Trotzdem sind Hammerbrecher empfindlich gegenüber Fremdkörpern, z. B. solchen aus Eisen. Dies ist vor allem dann der Fall, wenn ein Rost eingebaut ist, weil der Fremdkörper dann im Brechraum bleibt.

Das Zerkleinerungsverhältnis liegt zwischen 40 und 50. Beim Austrag ist oft ein Rost befestigt, der eine maximale Produktkorngröße festlegt. Dadurch kann das Zerkleinerungsverhältnis noch einmal erhöht werden, weil die Schläger so lange auf das Material schlagen, bis es klein genug ist, um durch den Rost zu fallen. Die Aufgabekorngröße kann mehr als 1 m betragen.

Hammerbrecher können eine Durchsatzleistung von mehreren hundert Tonnen pro Stunde erreichen. Durch das hohe Zerkleinerungsverhältnis können sie – so wie Prallbrecher – zwei bis drei Brechstufen ersetzen. Durch ihre große Masse werden Hammerbrecher normalerweise nur stationär eingesetzt.

Hammerbrecher sind für weiches bis mittelhartes, wenig abrasives Gestein geeignet. Auch feuchte und plastische Materialien können zerkleinert werden. (Höfl, K., 1986)

4.1.3.3 Walzenbrecher

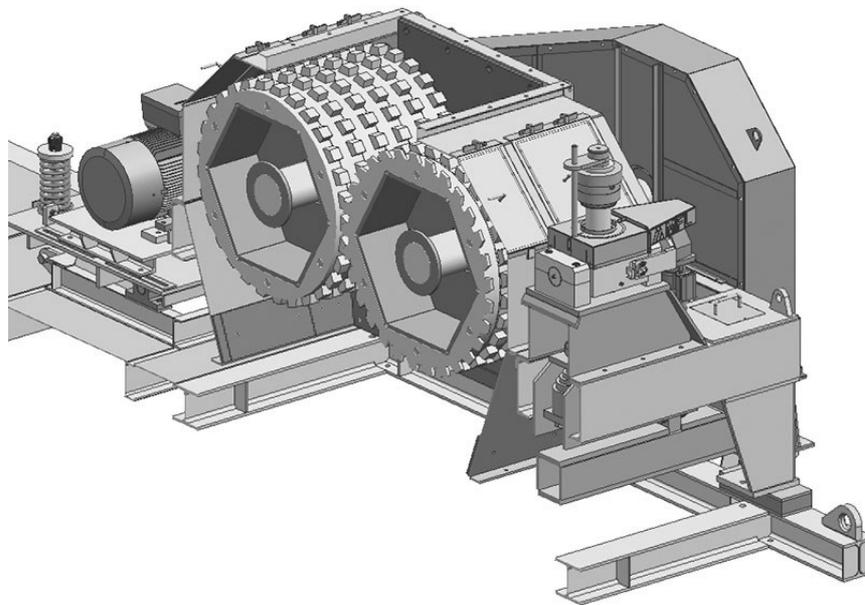


Abbildung 13: Walzenbrecher (SBM Mineral Processing GmbH)

Walzenbrecher bestehen meist aus zwei gegenläufig horizontal rotierenden Walzen, es gibt aber auch Bauarten mit einer Walze und einer Arbeitsfläche oder mehreren übereinander angeordneten Walzenpaaren.

Das Material wird zwischen den Walzen durch Druck und Scherung beansprucht, bei schnelllaufenden Walzenbrechern auch durch Schlag. Die Oberfläche der Walzen kann glatt sein (für hartes und feines Brechgut) oder mit Zähnen oder Nocken (für weiches bis mittelhartes und grobes Material) oder mit Riffeln (für weiches bis mittelhartes Gestein und mittlere Korngrößen) ausgestattet sein. Eine der Walzen ist beweglich gelagert, damit die Produktkorngröße eingestellt werden kann. Sie kann außerdem bei nicht brechbarem Material durch Federn ausweichen.

Der Walzendurchmesser hängt von der Korngröße und von der Gesteinsart ab und kann bis zu 1.600 mm betragen. Das Zerkleinerungsverhältnis liegt meist zwischen 4 und 6, die Umfangsgeschwindigkeit bewegt sich zwischen 2 und 15 m/s. Walzenbrecher sind auch für feuchtes und klebriges Brechgut geeignet. (Höfl, K., 1986)

4.1.3.4 Schlagwalzenbrecher

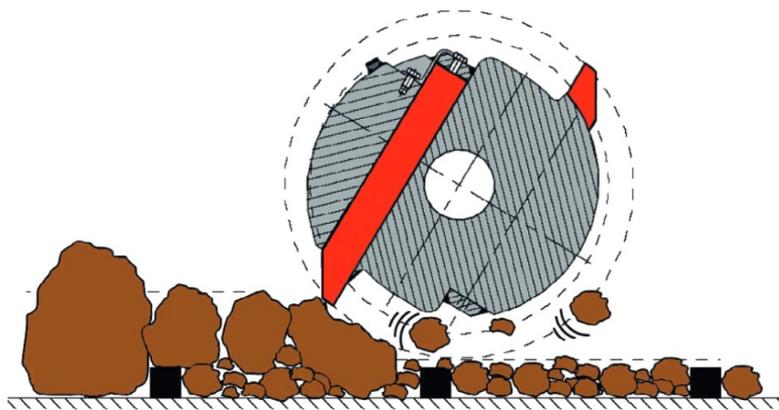


Abbildung 14: Schlagwalzenbrecher (HAZEMAG & EPR GmbH, 2014)

Schlagwalzenbrecher bestehen aus einem horizontalen Kettenförderer, über dem sich eine Schlagwalze dreht. Die Schlagwalze hat austauschbare Schlagelemente und einen Durchmesser von ca. 1 bis 2 m. Die Zu- und Abführung des Materials mit demselben Kettenförderer ermöglicht einen umlenkungsfreien Materialfluss und eine kompakte Bauweise. Durch Überwachung der Stromaufnahme der Walze werden nicht zerkleinerbare Fremdkörper erkannt und die Geschwindigkeit des Kettenförderers gesteuert.

Schlagwalzenbrecher sind für weiche bis mittelfeste Gesteine geeignet. Das Aufgabematerial kann eine Fläche von bis zu ca. 2 m² haben, die Länge spielt durch die umlenkungsfreie Bauweise keine Rolle. Das Zerkleinerungsverhältnis liegt ca. bei 5 bis 10, die Durchsatzleistung zwischen hundert und mehreren tausend Tonnen pro Stunde.

Durch den horizontalen Materialfluss ist die Aufgabehöhe so niedrig, dass der Brecher direkt mit SLKW beschickt werden kann. Die meisten

Schlagwalzenbrecher werden mobil oder semimobil eingesetzt. (DBT Mineral Processing GmbH; HAZEMAG & EPR GmbH, 2014)

In einem österreichischen Kalksteinbruch der Leube GmbH wird ein Schlagwalzenbrecher eingesetzt. Die dortigen Erfahrungen zeigen, dass das Produkt größtenteils aus kubischen Körnern besteht und kein auffällig großes Überkorn enthält. Das Aufgabegut kann eine Kantenlänge von bis zu 1,2 m haben, allerdings sinkt die Leistung, wenn so große Körner vorhanden sind. Der Brecher hat eine Masse von ca. 100 t und ist mobil, er kann aber nicht selbst fahren, sondern muss mit einem Radlader bewegt werden. Die Neupositionierung dauert dabei weniger als 30 Minuten. (HAZEMAG & EPR GmbH, 2010)

4.1.4 Betriebsweisen

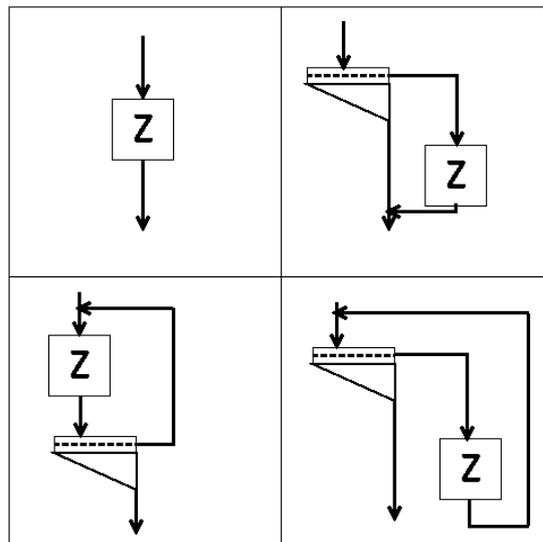


Abbildung 15: Grundsaltungen der Zerkleinerung

Wie in Abbildung 15 ersichtlich, gibt es vier Betriebsweisen bzw. Grundsaltungen der Zerkleinerung: Als einfachste Form (links oben) gibt es die Durchlaufzerkleinerung ohne Vorabsiebung; rechts oben ist die Durchlaufzerkleinerung mit Vorabsiebung zu sehen. Unten links findet sich die Kreislaufzerkleinerung ohne und rechts jene mit Vorabsiebung.

4.1.4.1 Durchlaufzerkleinerung

Der Vorteil der Durchlaufzerkleinerung besteht in der Möglichkeit großer Durchsatzleistungen, weil nur ein bzw. – mit Vorabsiebung – zwei Apparate einmal durchlaufen werden. Auch die Steuerung und die Auslegung der Apparate sind einfach.

Bei der Durchlaufzerkleinerung mit Vorabsiebung wird der Brecher entlastet, weil jenes Material, das schon fein genug ist, nicht durch den Brecher laufen muss. Außerdem ist im Produkt (je nach Brechertyp) weniger Feingut enthalten, da das Feingut aus der Aufgabe nicht noch einmal zerkleinert wird. (Metso Corporation, 2015)

4.1.4.2 Kreislaufzerkleinerung

Der wichtigste Vorteil der Kreislaufzerkleinerung ist die definierte höchste Produktkorngröße, die durch das Sieb festgelegt wird.

Falls das Sieb vor den Brecher geschaltet wird, wird dieser wieder entlastet. Wenn die Maschenweite des Siebes und das Zerkleinerungsverhältnis des Brechers gut aufeinander abgestimmt werden, kann die für die Zerkleinerung benötigte Energie minimiert werden. Die Durchsatzleistung ist bei der Kreislaufzerkleinerung geringer. (Metso Corporation, 2015)

4.2 Fördersysteme

Die Förderung von Hauwerk in einem Steinbruch wird meist in vertikale, geneigte und horizontale Förderung unterteilt. Der Begriff der Vertikalförderung wird dabei verwendet, wenn das primäre Ziel des Fördermittels ist, Höhe zu überwinden. Bei der Horizontalförderung hingegen soll hauptsächlich horizontale Distanz überwunden werden. Die geneigte Förderung ist eine Kombination aus beidem.

Einige Fördermittel können sowohl für die geneigte als auch für die horizontale Förderung eingesetzt werden.

Von vertikaler Förderung wird bei einer Neigung zwischen 60 und 90° gesprochen. Bei diesen Neigungen wird bei der Förderung in Richtung Tal meistens die Schwerkraft genutzt. Die Schwerkraftförderung funktioniert entweder mit Sturzschächten oder mit Sturzzinnen. Ohne Ausnutzung der Schwerkraft gibt es die Möglichkeiten der Schachtförderung mit Gefäßen oder der vertikalen Bandförderung mit einem Taschengurtt Förderer. Diese werden aber hauptsächlich für die Aufwärtsförderung eingesetzt, die im Steinbruch Bad Häring nicht notwendig ist.

Die geneigte Förderung beinhaltet Neigungen von 15 bis 60°. Im gesamten Bereich von 15 bis 60° können Standseilbahnen oder spezielle Steilförderbänder eingesetzt werden; Schlauchförderbänder sind für Neigungen von bis zu 30° geeignet. Auch Kettenförderer werden bis 30° eingesetzt, während normale gemuldete Förderbänder ein Limit von ca. 20° haben.

Zwischen 0 und 15° spricht man von gering geneigter oder horizontaler Förderung. Über den gesamten Neigungsbereich können hier Förderbänder eingesetzt werden. SLKW können auf Straßen mit einer Neigung von bis zu 10 % bzw. 5,7° fahren. Kurze steilere Strecken sind dabei aber möglich. Dasselbe gilt für speziell umgebaute Straßen-LKW. Gleisförderung funktioniert – ebenfalls mit Ausnahme kurzer Abschnitte – bis 2,3° bzw. 4 %.

Um größere Strecken zu überwinden – vor allem bei schwierigem Gelände –, können auch Seilbahnen sowie an Seilen befestigte Förderbänder (RopeCon oder Flyingbelt) eingesetzt werden.

4.2.1 Sturzschacht

In alpinen Tagebauen ist der Sturzschacht eine häufig eingesetzte Methode der vertikalen Förderung. Meistens liegt der Schachtkopf im Abbaubereich oder in dessen Nähe. Vom Schachtfuß führt dann meist ein Stollen mit einem Förderband, manchmal auch mit LKW- oder Gleisförderung, zur Aufbereitung oder zur weiteren Förderung.

Für das Auffahren von Sturzschächten gibt es viele Möglichkeiten. Schächte können konventionell mittels Abteufen, Aufbrechen oder Langlochsprengen gebaut oder mit Raiseboring oder anderen Schachtbohrverfahren gebohrt werden. Ein weiteres Verfahren ist die Alimak-Methode, und auch die Kombination mehrerer Verfahren ist möglich, wenn große Querschnitte erreicht werden sollen.

Im standfesten Gebirge können Sturzschächte ohne Ausbau stabil sein, andernfalls ist ein Ausbau notwendig, der die Kosten deutlich erhöht. Dieser kann zum Beispiel aus Stahl, Beton, Natursteinmauerwerk oder auch aus Holz bestehen.

Eine wichtige Kostenfrage ist der Querschnitt des Sturzschachtes. Um die Kosten möglichst gering zu halten, sollte er möglichst klein sein, damit aber keine den Betriebsablauf störenden und auch wieder Kosten verursachenden Verstopfungen entstehen, muss der Querschnitt eine Mindestgröße haben. Theoretisch muss der Durchmesser des Schachtes mindestens fünfmal so groß sein wie das Größtkorn, damit Brückenbildungen und damit Verstopfungen verhindert werden, während bei einem Verhältnis von unter 3:1 die Brückenbildung sehr wahrscheinlich ist. Als Kompromiss zwischen Kosten und Risiko wird daher oft der drei- bis fünffache Größtkorndurchmesser gewählt. (Beus, M. et al., 2001)

Die Aufgabe des Hauwerkes kann durch Direktversturz, durch einen Rost mit Hydraulikhammer für die Zerkleinerung des Überkorns oder über einen vorgeschalteten Brecher erfolgen.

Der Abzug kann entweder frei auslaufend gestaltet sein, sodass das Material mit einem Ladegerät zum Beispiel auf SLKW verladen werden muss, oder durch eine mechanische Abzugseinrichtung durchgeführt werden, die direkt oder über einen Brecher zu einem Förderband, auf SLKW oder zu einer Gleisförderung führt.

Die Füllhöhe des Sturzschautes hängt von dessen Stabilität und vom Fließverhalten des Materials ab. Einige Sturzschaute bleiben möglichst immer gefüllt, damit die Schachtwände nicht zu stark durch fallendes Material belastet werden, andere sollen immer möglichst leer sein, weil es sonst zu Verstopfungen kommt. Bei besonders guten Bedingungen ist beides kein Problem. Diesfalls kann der Schacht als Silo verwendet werden, um Produktionsschwankungen auszugleichen. (Lang, M., 2016)

Im Allgemeinen ergeben sich Probleme mit dem Fließverhalten und dadurch Verstopfungen vor allem durch kleine Korngrößen oder durch Feuchtigkeit. (Schulze, D., 2006)

4.2.2 Sturzrinne

Sturzrinnen funktionieren ebenso wie Sturzschaute mithilfe der Schwerkraft. Eine Sturzrinne ist ein grabenförmiger Einschnitt in einer steilen Bergflanke, bei dem das Hauwerk oft von mehreren Etagen in die Rinne gestürzt werden kann. Ob eine Sturzrinne möglich ist, hängt von der Festigkeit des Gebirges ab, da bei zu geringer Festigkeit die Rinne durch das Material zu sehr ausgeschlagen wird.

Aus Sicherheitsgründen muss der Einsturz und der Abzug zeitlich nicht überschneidend eingeteilt und am unteren Ende ein Schutzdamm errichtet werden. Ein großes Problem ist die hohe Staub- und teilweise auch Lärmentwicklung. Der Vorteil gegenüber Sturzschaute besteht in den geringeren Investitionskosten.

4.2.3 Seilbahn



Abbildung 16: Materialeilbahn (Leitner AG)

Materialeilbahnen wurden für den Transport von Hauwerk früher sehr oft verwendet. Heute werden sie eher selten eingesetzt, obwohl sie einige Vorteile bringen:

Seilbahnen können bei so gut wie jedem Gelände eingesetzt werden und dabei sehr hohe Spannweiten zwischen den Stützen und auch Gesamtlängen aufweisen. Auch sehr große Steigungen können bewältigt werden, wie zum Beispiel bei der Seilbahn der Steinbruch Haltengut AG, die eine Höhendifferenz von 411 m bei einer schrägen Länge von nur 543 m überwindet (Ludwig Steurer Maschinen und Seilbahnenbau GmbH & Co KG).

Sowohl bei Umlaufbahnen als auch bei Pendelbahnen muss nur die Nutzlast bewegt und die Reibung überwunden werden; die Totlast gleicht sich jeweils aus. Dadurch benötigen Seilbahnen vergleichsweise sehr wenig Energie und können bei Abwärtsförderung sogar Strom erzeugen.

Durch den niedrigen Flächenverbrauch und die geringen Emissionen sind Seilbahnen sehr umweltschonend und können daher zum Beispiel auch Straßen kreuzen oder in Schutzgebieten eingesetzt werden, ohne diese zu stark zu belasten.

Nachteilig ist die sehr geringe Flexibilität – die Route und auch die Kapazität der Seilbahn können nur unter großem Aufwand nachträglich geändert werden. Auch starker Wind kann für Materialseilbahnen problematisch sein. Als weiterer Nachteil kann sich eine nicht kontinuierliche Förderung erweisen; dieser kann aber durch spezielle Lade- und Entladesysteme ausgeglichen werden.

Laut der Webseite eines Herstellers von Materialseilbahnen (Leitner AG) können Materialseilbahnen bis zu 800 t/h über Distanzen von bis zu 15 km transportieren. Die einzelnen Behälter haben dabei eine Kapazität von maximal 2,5 t, die höchste Spannweite zwischen den Stützen kann 1.500 m betragen; die Steigung ist dabei nicht begrenzt.

4.2.4 Standseilbahn

Auch Standseilbahnen arbeiten sehr effizient, weil sich die Totlast ausgleicht, wenn zwei Wagen vorhanden sind. Es gibt auch Systeme mit nur einem Wagen, hier kann zum Ausgleich ein Gegengewicht eingesetzt werden. Die Wagen stehen bei Standseilbahnen auf Schienen und sind zumindest durch ein Bergseil, meist auch durch ein Talseil verbunden.

Die Vorteile gegenüber der Seilbahn sind die Zugänglichkeit der gesamten Strecke und die weitgehende Wetterunempfindlichkeit. Durch den Betrieb als Pendelbahn sind dafür aber relativ lange Wartezeiten zwischen den einzelnen Be- und Entladevorgängen in Kauf zu nehmen. Außerdem fehlt im Gegensatz zu den Seilbahnen der Vorteil der geringen Flächeninanspruchnahme.

Ein Hersteller von Standseilbahnen (Doppelmayr Transport Technology GmbH) gibt an, dass Steigungen von bis zu 60° überwunden und dabei Einzellasten von 500 t transportiert werden können.

4.2.5 SLKW

Schwerlastkraftwagen oder kurz SLKW werden in den meisten Tagebauen eingesetzt. Ihr größter Vorteil ist die Flexibilität – SLKW können sich innerhalb des Steinbruches frei bewegen und können Steigungen von bis zu 10 % und auf kurzen Strecken sogar mehr überwinden. (Kunze, G., Göhring, H. und Jacob, K., 2002)

SLKW bestehen aus einem Grundrahmen mit dem Fahrwerk, Antriebs- und Bremseinrichtungen und einer Fördermulde, die entleert werden kann. Sie lassen sich in drei Arten unterteilen (Kunze, G., Göhring, H. und Jacob, K., 2002):

SLKW mit starrem Rahmen haben meist zwei Achsen, deren hintere zwillingsbereift ist. Die Masse verteilt sich in beladenem Zustand zu einem Drittel auf die Vorder- und zu zwei Dritteln auf die Hinterachse. Der Antrieb erfolgt über die Hinterachse oder über beide Achsen.

SLKW mit geteiltem Rahmen bzw. mit Knicklenkung bestehen aus einer einachsigen Zugmaschine, mit der ein Nachläufer mit Fördermulde verbunden ist. Der Nachläufer kann eine oder zwei Achsen haben. Knickgelenkte SLKW verfügen oft über einen Allradantrieb. Die Eigenmasse ist im Vergleich zu starren SLKW bei gleicher Nutzlast meist deutlich geringer, knickgelenkte SLKW können aber nicht für hohe Nutzlasten gebaut werden.

Zusätzlich gibt es auch Sattelschlepper, die aus einer Zugmaschine und einem aufgesattelten Nachläufer mit Fördermulde bestehen. Die anderen Bauarten sind normalerweise als Hinterkipper ausgeführt, Sattelschlepper sind hingegen meist Bodenentleerer. Sattelschlepper sind weniger verbreitet, obwohl sie eine höhere Nutzlast aufweisen. Der Grund dafür ist, dass nur die Zugmaschine angetrieben ist

und daher nur geringere Steigungen (im Dauerbetrieb maximal 5 %) überwunden werden können.

SLKW werden entweder direkt durch einen Dieselmotor angetrieben oder mit einem Dieselmotor mit Gleichstromgenerator und elektrischen Radnabenmotoren. Größere Modelle verwenden teilweise Gasturbinenriebwerke. (Kunze, G., Göhring, H. und Jacob, K., 2002)

SLKW werden meist mit Radladern oder Baggern beladen. Dabei ist die Abstimmung der Größe des Ladegerätes und des SLKW wichtig. Um die Beschädigung der Mulde zu minimieren und gleichzeitig lange Stillstandszeiten zu verhindern, sollte die Anzahl der Ladespiele zwischen drei und acht liegen. (Kunze, G., Göhring, H. und Jacob, K., 2002)

Die Zukunft geht bei SLKW – wie fast in der gesamten Industrie – in Richtung Automatisierung. Schon jetzt werden selbstfahrende SLKW im Bergbau eingesetzt, so zum Beispiel im Bergbauggebiet Pilbara von Rio Tinto in Australien, in dem 71 selbstfahrende SLKW im Einsatz sind (Rio Tinto, 2016).

Ebenfalls bereits möglich ist eine automatische Verladung mit einem Verladesilo und Dosierbändern oder anderen Dosiervorrichtungen, wie dies beispielsweise bei der Zementverladung oft der Fall ist.

4.2.6 Spezial-LKW

Statt SLKW können auch spezielle LKW eingesetzt werden, die meist auf Straßen-LKW basieren, aber besonders robust gebaut sind und deutlich größere Nutzlasten tragen können.



Abbildung 17: Zwei Spezial-LKW neben einem knickgelenkten und einem starren SLKW (Iveco S.p.A.)

Die Eigenmasse dieser Spezial-LKW liegt bei gleicher Nutzlast weit unter jener von starren SLKW und ist auch niedriger als bei knickgelenkten SLKW. Bei den meisten solchen LKW werden normale Offroad-LKW-Reifen verwendet, die nur einen Bruchteil von SLKW-Reifen kosten. Dadurch brauchen sie aber einen besseren Untergrund, um effizient arbeiten zu können, und sind empfindlicher auf Schlaglöcher. Auch viele andere Ersatzteile sind günstiger verfügbar, da sie für Straßen-LKW in großen Mengen hergestellt werden.

Bei den Anschaffungskosten eines Spezial-LKW kann ungefähr mit der Hälfte jener eines SLKW mit ähnlicher Nutzlast gerechnet werden (siehe zum Beispiel Kostenberechnung im Anhang). Die Lebensdauer ist dafür aufgrund der weniger robusten Bauweise entsprechend geringer. Durch die kleinere Eigenmasse ist allerdings auch der Dieserverbrauch niedriger. Ein Nachteil der Spezial-LKW ist die lange Kippzeit und die Instabilität des Fahrzeuges beim Kippvorgang. Die Abkipfstelle sollte daher an einem möglichst windgeschützten Ort liegen und befestigt sein.

Spezial-LKW gibt es mit zwei bis fünf Achsen, von denen eine bis alle angetrieben sein können. Die größten unter ihnen haben Nutzlasten von über 40 t, zum Beispiel der Iveco Astra HHD9 8x6 mit 42,3 t Nutzlast bei 22,7 t Eigenmasse (Iveco Astra, 2016).

Auch bei dieser Art von LKW werden in Zukunft die Automatisierung und das autonome Fahren immer wichtiger.

Von Tatra – einem Hersteller von Spezial-LKW – wurde ein Vergleichstest zwischen einem Tatra Phoenix 158 – 8P5R46.231 8x8.1R (Nutzlast 33,1 t) und zwei knickgelenkten SLKW (Volvo A35E und Volvo A40E, Nutzlast 33,5 t bzw. 39,0 t) durchgeführt. Dabei wurden zwei Testrunden zur selben Zeit von allen Fahrzeugen befahren. Die erste Testrunde war eine 1.600 m lange befestigte Fahrbahn mit niedrigem Abrollwiderstand und einem Höhenunterschied von mehr als 70 m. Die zweite Runde führte 630 m durch schweres Gelände mit hohem Abrollwiderstand und einem Höhenunterschied von ca. 10 m.

Das Ergebnis auf der ersten Testrunde war eine ca. 13 % bessere Gesamtzeit des Tatra Phoenix. Er transportierte um 15 % mehr bzw. um 8 % weniger Material als die SLKW, der Dieselverbrauch pro Tonne war um 27 % bzw. um 24 % niedriger.

Auf der zweiten Testrunde war der Tatra Phoenix um 9 % bzw. um 5 % schneller, transportierte um 10 % mehr bzw. um 16 % weniger Material und verbrauchte um 34 % bzw. um 15 % weniger Diesel pro transportierter Tonne Material. (Volf, P., 2012)

4.2.7 Gleisgebundene Förderung

Die gleisgebundene Förderung bietet die Vorteile des niedrigen Rollwiderstandes sowie der im Allgemeinen großen Robustheit von Schienenfahrzeugen.

Wie schon erwähnt, können Eisenbahnen ohne spezielle Vorrichtungen (wie Seile oder Zahnräder) mit Ausnahme kurzer Streckenabschnitte nur Neigungen von bis zu 4 % überwinden. Dadurch und noch mehr durch die Limitierung auf die Strecken, auf denen Gleise verlegt sind, ist die Flexibilität stark eingeschränkt. Die benötigte Infrastruktur führt zudem zu sehr hohen Investitionskosten. Diese werden noch höher, wenn elektrisch betriebene Lokomotiven eingesetzt werden sollen, wobei nicht unbedingt eine Oberleitung benötigt wird, weil auch mit Akkus betriebene Elektrolokomotiven verfügbar sind.

Um Gleise auf einer Straße zu verlegen, die auch von anderen Fahrzeugen benützt werden können soll, muss eine feste Fahrbahn gebaut werden. Für den Bau einer festen Fahrbahn muss mit Kosten von ca. 1 Mio. €/km allein für den Oberbau gerechnet werden (Siegmann, J., 2005).

4.2.8 Förderband

Förderbänder eignen sich als stetiges Fördermittel für den Transport von Schüttgut bei sehr hohen Förderleistungen von bis zu 23.000 m³/h. Wie bei den Seilbahnen wird auch hier die Totmasse durch den zurücklaufenden Teil des Förderbandes ausgeglichen, wodurch nur die Nutzlast bewegt und die Reibung überwunden werden muss. Das führt zu geringen Betriebskosten; die Investitionskosten sind jedoch hoch. Das Verhältnis zwischen Nutz- und bewegter Leermasse kann bei Förderbändern bis zu 7 betragen.

Weil die höchste Korngröße höchstens einem Drittel der Förderbandbreite entsprechen sollte, wird Hauwerk vor dem Transport auf Förderbändern fast immer von einem Primärbrecher auf eine Korngröße von ca. 250 mm oder weniger zerkleinert.

Die Länge von Förderbändern ist prinzipiell nicht begrenzt, falls nötig können – je nach Bauart – Zwischenantriebsstationen eingebaut werden. (Kunze, G., Göhring, H. und Jacob, K., 2002)

4.2.8.1 Muldenförderband

Am häufigsten werden gemuldete Förderbänder eingesetzt. Diese haben zumindest in Förderrichtung eine durch die Tragrollen vorgegebene Muldenform. Die Grenzen dieser Technik sind Neigungen von ungefähr 15° und Kurven mit einem Radius von ca. 750 m, wobei sich die möglichen Kurvenradien in den letzten Jahren immer weiter verkleinern. (Kunze, G., Göhring, H. und Jacob, K., 2002)

4.2.8.2 Schlauchbandförderer

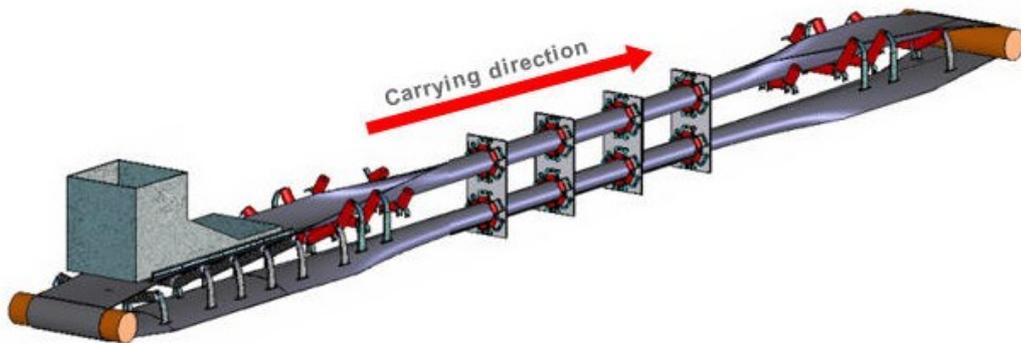


Abbildung 18: Schlauchbandförderer (Bridgestone Corporation)

Größere Neigungen (bis zu 30°) und kleinere Kurvenradien (ca. 300 x Schlauchdurchmesser, siehe auch Abbildung 19) sind mit Schlauchbandförderern möglich. Dadurch kann fast jedes Gelände überwunden werden; bei Geländeabschnitten mit mehr als 30° Neigung können Serpentinaugen gebaut werden.

Das Band eines Schlauchbandförderers ist breiter als ein Muldenförderband mit gleicher Kapazität und Korngrößenobergrenze. Nach der Beladestation wird das Band mit Führungsrollen so zu einem Schlauch zusammengerollt, dass es sich überlappt. Dadurch ist das Fördergut vor Umwelteinflüssen geschützt, gleichzeitig wird die Umgebung nicht mit Staub oder herabfallendem Material belastet. Die Trag- und Führungsrollen sind dabei meist in Sechseckform angeordnet. An der Entladestation wird das Band wieder geöffnet und das Material wie bei einem Muldenförderband abgeworfen. (Lodewijks, G., 2001)

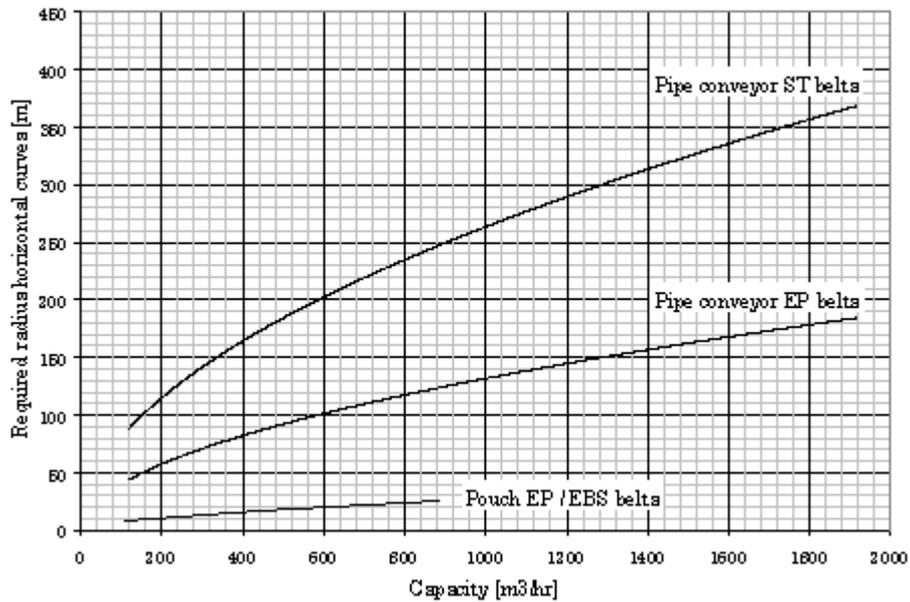


Abbildung 19: Kurvenradien Schlauchbandförderer und Taschenförderer (Lodewijks, G., 2001)

4.2.8.3 Taschenförderer



Abbildung 20: Taschenförderer (ContiTech AG)

Taschenförderer ähneln ebenfalls normalen Muldenförderbändern, haben jedoch an den Kanten aufvulkanisierte Wulste. An diesen wird das Band durch die Tragrollen gehalten und hat dadurch im Profil eine geschlossene Tropfenform. Dadurch ergeben sich dieselben Vorteile wie beim Schlauchbandförderer, nur die Förderleistung ist geringer. Die Kurvenradien können dafür – wie in Abbildung 19

erkennbar – noch deutlich kleiner sein, und es können auch größere Neigungen überwunden werden.

Durch die spezielle Form können außerdem (zumindest beim Enerka-Becker-System) entlang der gesamten Förderstrecke Antriebe installiert werden, sodass die Spannung im Förderband viel weniger hoch sein muss.

Das Band des Taschenförderers muss nur bei der Entladestation vollständig geöffnet werden; die Beladestation ist keilförmig und öffnet das Band nur so weit, dass Material aufgegeben werden kann. Dadurch sind auch mehrere Beladestationen auf der gesamten Bandstrecke möglich. (Lodewijks, G., 2001)

Die höchstmögliche Korngröße des Förderguts beträgt einem Anbieter zufolge 80 mm (Enclosed Bulk Systems B.V.).

4.2.8.4 RopeCon/Flyingbelt



Abbildung 21: Flyingbelt (Leitner AG)

Bei diesen beiden Systemen handelt es sich um eine Kombination aus Förderband und Seilbahn. Das Grundgerüst besteht bei beiden aus Stützen, zwischen denen mehrere Tragseile gespannt sind.

Beim RopeCon, der von der Doppelmayr Transport Technology GmbH hergestellt wird, wird ein flaches Förderband mit seitlichen Wellkanten verwendet, an dem in regelmäßigen Abständen Achsen mit seitlichen Rädern befestigt sind, die auf den Tragseilen fahren. An den beiden Endpunkten kann das Band gewendet werden, damit auf der Rücklaufstrecke kein Material herabfallen kann. Mit diesem System können Fördermengen von bis zu 25.000 t/h erreicht werden. (Doppelmayr Transport Technology GmbH)

Der Flyingbelt, ein Produkt der Leitner AG, verwendet ein normales Förderband. An einem Gerüst, das an den Tragseilen befestigt ist, hängen „Girlanden“ aus Tragrollen, durch die sich eine tiefe Muldung des Bandes ergibt. Auch beim Flyingbelt ist ein Wenden des Förderbandes möglich. Auf dem Rückweg ist das Band weniger stark gemuldet, weil jeweils nur zwei Tragrollen verwendet werden. Die Förderkapazität beträgt bis zu 5.000 t/h, die gesamte Länge kann bis zu 10 km reichen, die maximale Spannweite zwischen den Stützen beläuft sich auf 1.000 m. Neigungen von bis zu 25° können mit dem Flyingbelt überwunden werden. (Leitner AG)

5 Mögliche Varianten

Auf Basis der Informationen aus dem Istzustand, den derzeitigen Problemen, den Vorgaben an den neuen Brech- und Förderablauf und den grundsätzlich für Hauwerk geeigneten Systemen sollen in diesem Kapitel die möglichen Varianten für den neuen Brech- und Förderablauf ermittelt werden.

Der Ablauf wird dabei in vier Module unterteilt, die zuerst einzeln betrachtet werden, bevor untersucht wird, welche Kombinationen möglich sind.

Das erste Modul beinhaltet nur den Primärbrecher bzw. dessen Ersatz.

Das zweite Modul behandelt vor allem die Untertagebauwerke.

Das dritte Modul beginnt meist beim Mundloch des jeweiligen Stollens oder kurz danach und reicht bis zum aktuellen Sekundärbrecher.

Das vierte Modul schließlich betrifft den Sekundärbrecher bzw. dessen Ersatz.

Die Varianten der einzelnen Module erhalten im Folgenden Codes wie 1A, 1B usw. für das Modul 1, 2A, 2B usw. für das Modul 2 etc., damit später einfacher auf sie verwiesen werden kann.

5.1 Modul 1 – Primärbrecher

Die erste Möglichkeit bezüglich des Primärbrechers ist die unveränderte **Beibehaltung des jetzigen mobilen Backenbrechers (1A)**. Diese Variante hätte die Nachteile der teuren Knäpperzerkleinerung und des vielen Überkorns, dafür müsste nichts investiert werden, zumal der Brecher noch in einem guten Zustand ist. Außerdem muss diese Variante schon als Vergleichsbasis für die anderen denkbaren Lösungen betrachtet und kalkuliert werden.

Die zweite Möglichkeit ist ein neuer Brecher. Aufgrund des Abbaufahrens, bei dem alle eineinhalb bis zwei Jahre eine neue Scheibe abgebaut wird, und durch das steile Gelände, das außerhalb des Abbaubereiches keinen geeigneten Aufstellungsort bietet, ist nur ein mobiler, vielleicht auch ein semimobiler Brecher sinnvoll.

Wichtig wäre dabei das Beheben der derzeitigen Probleme. Die mögliche Aufgabegröße muss daher zumindest 1 m betragen, damit die nötige Knäpperzerkleinerung auf ein Minimum reduziert wird. Der Brecher muss außerdem in der Lage sein, ein Produkt mit möglichst wenig Überkorn und einer maximalen Korngröße von ca. 250 mm zu erzeugen, damit die höchste empfohlene Korngröße für die 800 mm breiten Förderbänder nicht überschritten wird.

Eine Option, die sogar den Sekundärbrecher überflüssig machen würde, wäre ein **Prallbrecher mit Kreislaufzerkleinerung**, der das Hauwerk direkt auf eine Korngröße von maximal 100 mm zerkleinert (**1B**).

Dadurch würde auch das Problem der hohen Energiekosten des Hammerbrechers gelöst, ohne in einen neuen Sekundärbrecher investieren zu müssen. Natürlich würde aber der Prallbrecher deutlich mehr Energie benötigen als ein Primärbrecher, der nur auf 250 mm zerkleinert.

Im Allgemeinen sind Prallbrecher einem höheren Verschleiß ausgesetzt als Backenbrecher; da aber der jetzige Brecher nach 20 Jahren noch immer so gut wie keinen Verschleiß aufweist, sollte dieser auch bei einem Prallbrecher nicht übermäßig hoch sein.

Durch die Zerkleinerung auf kleinere Korngrößen könnte sich ein Problem mit dem Sturzsacht ergeben. Prallbrecher erzeugen außerdem besonders viel Feinkorn, dieser Effekt könnte aber verringert werden, wenn das Feinkorn unter 100 mm vor dem Brecher abgesiebt wird.

Falls der Brecher nur durch einen **besser funktionierenden Primärbrecher ersetzt** werden soll (**1C**), wären mehrere Brechertypen möglich.

Aufgrund der – abgesehen von den bekannten Problemen – guten Erfahrungen wird ein Backenbrecher mit einer größeren Maulweite und einem besser definierten Produkt empfohlen. Für mobile Brecher ist dabei ein Kurbelbackenbrecher aufgrund der leichteren Bauweise besser geeignet.

Da ein Sekundärbrecher damit weiterhin notwendig wäre, kann eine einfache Durchlaufzerkleinerung gewählt werden, um den Brecher zu entlasten, dies aber möglichst mit Vorabsiebung. Damit weniger Überkorn im Produkt anfällt, sollten vor dem Kauf Versuche durchgeführt werden. Auch der jetzige Brecher könnte durch eine kleinere Brechspalteinstellung ein besser geeignetes Produkt erzeugen, allerdings kann damit die benötigte Durchsatzleistung von 300 t/h nicht erreicht werden.

Kegelbrecher und Hammerbrecher wären deutlich massiver und würden – abgesehen von einem möglicherweise genauer definierten Produkt – keine Vorteile bringen.

Ein Prallbrecher könnte ebenfalls eingesetzt werden, unterläge aber wahrscheinlich einem höheren Verschleiß und brächte – wie vorher erwähnt – das Risiko von Verstopfungen des Sturzschautes durch mehr Feinkorn.

Ebenso möglich wäre ein Schlagwalzenbrecher, der auch den Vorteil hätte, dass er direkt vom knickgelenkten Muldenkipper beschickt werden könnte. Für diesen Brechertyp werden allerdings höhere Investitionskosten erwartet.

Nicht in Betracht gezogen wird, keinen Primärbrecher einzusetzen, weil das ungebrochene Hauwerk sowohl für den Sturzschaft als auch für das Förderband im Andrestollen deutlich zu groß ist. Dafür müsste mit hohen Kosten der Sturzschaft aufgeweitet und das gesamte Förderband ausgetauscht werden. Vorteile dieser Variante wären der verringerte Dieselbedarf und der Umstand, dass der Hammerbrecher wieder effizient arbeiten könnte, indem er als Primärbrecher eingesetzt würde.

Theoretisch wäre es auch möglich, den Backenbrecher weiterhin einzusetzen und direkt danach noch im Steinbruch einen mobilen Sekundärbrecher zu installieren.

Dadurch müsste weniger investiert werden als für den Prallbrecher (1B). Der große Nachteil dieser Lösung wäre aber die komplizierte Logistik, da dann zwei Brecher betankt, gewartet und (beim Übergang auf die nächste Scheibe) umpositioniert werden müssten. Zudem wäre auch ein höherer Dieserverbrauch als bei der Variante 1B zu erwarten.

5.2 Modul 2 – Untertagebauwerke

Da beim bestehenden Sturzschaft keine größeren Probleme auftreten und auch der Andreastollen und dessen Förderband gut funktionieren, sollen diese Abschnitte nicht verändert werden.

Alle Alternativen, das Material auf das Niveau der Förderstraße zu bringen, scheiden aus unterschiedlichen Gründen aus:

Die SLKW- oder Spezial-LKW-Förderung wäre nur mit einer neuen Straße möglich, die deutlich flacher sein müsste als die vorhandene Zufahrtsstraße. Dies wäre mit sehr großen Investitionen verbunden und unter Umständen gar nicht möglich. Auch wegen des hohen Dieserverbrauchs bei der Förderung über mehrere hundert Höhenmeter ist diese Variante nicht wirtschaftlich.

Die Förderung mit konventionellen Förderbändern scheitert ebenfalls an den hohen Steigungen. Außerdem scheidet diese Variante aus, weil die Aufgabestation zumindest alle paar Jahre mit dem Abbau mitwandern müsste. Dafür wären jedes Mal große Umbauten erforderlich. Dasselbe gilt für die Förderung mit speziellen Förderbändern für größere Steigungen, (Stand-)Seilbahnen oder RopeCon/Flyingbelt.

Durch die Vorgabe der SPZ, das Kalksteinzwischenlager zu umgehen, muss eine Abzweigung vom Andreastollen und von dort ein neuer Stollen gebaut werden. Diese Abzweigung sollte möglichst so gestaltet sein, dass es weiterhin möglich ist, den Abwurf in das Kalksteinzwischenlager bei Ausfall eines nachfolgenden Fördergerätes zu nützen. Die Möglichkeiten für den Ort des Mundloches des neuen Stollens ergeben sich aus den Trassen der Varianten des dritten Moduls.

Daher gibt es drei Varianten der Stollenführung: eine für SLKW/Spezial-LKW, eine für die Förderbandförderung und eine für eine Förderung mittels RopeCon/Flyingbelt.

Zum Vergleich der Kosten wird außerdem die **unveränderte Variante 2A** betrachtet.

Weil durch die Umgehung des Kalksteinzwischenlagers dessen Bunkerkapazität von mehreren tausend Tonnen verloren geht und der Stollen sonst in den meisten Varianten zu steil würde, soll als Verbindung zwischen Andreastollen und dem neuen Stollen ein Sturzschaft gebaut werden.

Dieser soll eine Höhe von 30 m und einen Durchmesser von 7 m aufweisen. Mit diesen Abmessungen ergibt sich eine Kapazität von ca. 1.000 m³. Durch den großen Durchmesser wird das Risiko von Verstopfungen minimiert und gleichzeitig die Kapazität erhöht.

Ein grober Kostenvergleich zwischen diesem Sturzschaft und einem 1.000-m³-Silo ergibt inklusive Abzugseinrichtungen für den Sturzschaft Investitionen von mehr als 500.000 €, während diese für den Silo bei ca. 300.000 € liegen. Im Sturzschaft besteht dafür so gut wie kein Risiko von Vereisung, es entstehen keine Probleme mit Staub und Lärm, und er ist nicht sichtbar. Aller Wahrscheinlichkeit nach ist auch die Haltbarkeit höher, wenn das Gebirge genauso kompetent ist wie beim vorhandenen Schacht und Stollen. Auch die deutschen AfA-Tabellen geben für Untertagebauwerke eine erwartete Lebensdauer von 33 Jahren an, während diese bei Silos aus Metall nur bei 15 Jahren liegt (Bundesministerium der Finanzen, 1995).

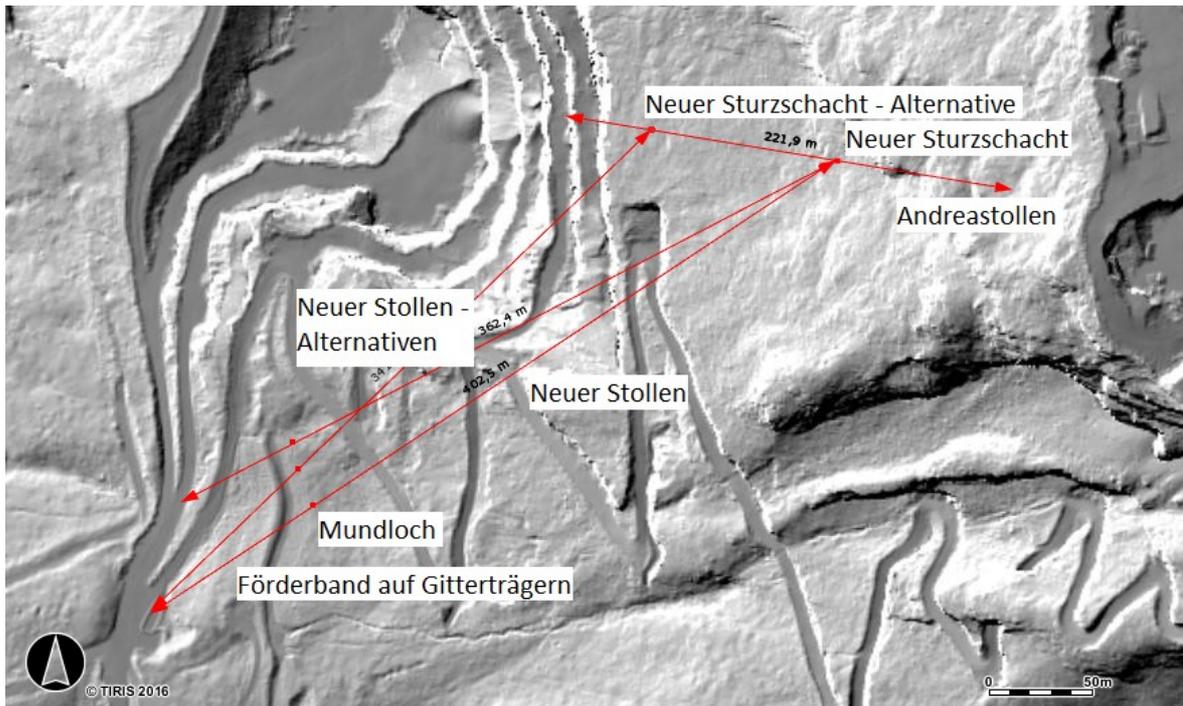


Abbildung 22: Variante 2B mit Alternativen (tirismaps, 11.03.2017)

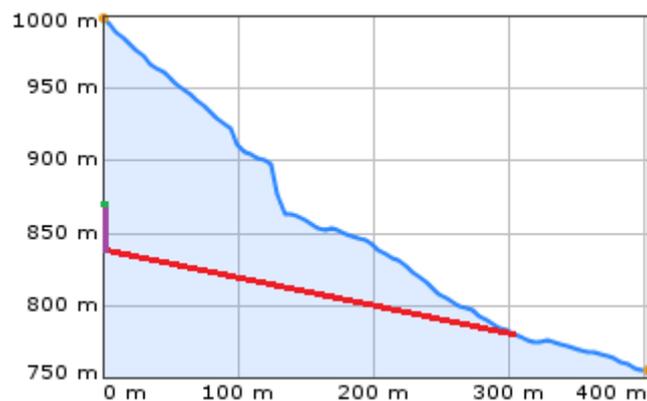


Abbildung 23: Variante 2B – Profil (tirismaps, 11.03.2017)

Die **erste Stollenführungsvariante (2B)** ist eine Verbindung des neuen Sturzschachtes mit einem Ort in der Nähe der Abzweigung der Zufahrtsstraße zum oberen Steinbruch von der Förderstraße. Dort wäre ein geeigneter Platz für die **(S)LKW**-Verladung, weil das Gelände an dieser Stelle fast eben ist und die Straße ohne großen Aufwand zu einem Umkehrplatz verbreitert werden könnte. Für den Stollen gibt es mehrere Möglichkeiten:

Am kürzesten wäre der Stollen, wenn der Sturzschacht ungefähr dort gebaut wird, wo der Andreastollen eine Höhe von 850 m ist erreicht. Der Stollen wäre dann in

der Horizontalen ca. 240 m lang, und das Förderband müsste noch weitere 100 m bis zum Verladesilo, der auf der Straße stehen würde, auf Gitterträgern zurücklegen. Bei dieser Option wäre der Stollen an einer Stelle nur ca. 15 m von der Bruchwand des unteren Steinbruchs entfernt, dies bedeutet aber wegen der hohen Standfestigkeit des Gebirges wahrscheinlich kein Problem.

Die zweitkürzeste Variante würde oberhalb der Zufahrtsstraße zu Tage treten, von wo das Förderband dann über Gitterträger zum Verladesilo weitergeführt werden müsste. Dabei müsste das Förderband die Zufahrtsstraße in zumindest 5 m Höhe queren, damit diese weiterhin uneingeschränkt befahrbar bleibt. Der Schacht würde sich auf einer Höhe von ca. 770 bis 740 m befinden. Direkt über dem Schacht verlief die 1.000-m-Höhenlinie. Wenn der Abbau diese Höhe erreicht, wird der aktuelle Sturzschacht voraussichtlich nicht mehr benutzbar sein. Wenn dann (in voraussichtlich etwa 20 Jahren) ein neuer Sturzschacht benötigt wird, könnte er direkt über diesem Schacht oder etwas versetzt aufgefahren werden. Dadurch würde der Andreastollen nicht mehr benötigt, wodurch in Zukunft Kosten eingespart würden. Die Strecke, die von den (S)LKW auf der Förderstraße zurückgelegt werden muss, wäre bei dieser Variante ca. 60 m länger und die Errichtung eines Umkehrplatzes an dieser Stelle etwas aufwändiger. Der Stollen hätte eine horizontale Länge von ca. 300 m, die Gitterträgerstrecke wäre dann noch ca. 60 m lang.

Die längste Stollenvariante schließlich wäre die Verbindung des Schachtes an der Position der zweiten Variante (unter der 1.000-m-Höhenlinie) mit dem Verladesilo an der Position der ersten Option. Der Stollen wäre dann horizontal etwas über 305 m lang, die Gitterträgerstrecke fast 100 m. Aus Gründen des besseren Ortes für die (S)LKW-Verladung, der sichereren Stollenführung und der in Zukunft erwarteten Einsparungen wird diese Option für die Variante 2B empfohlen. Das Gefälle des Stollens beträgt ca. 20 %.

In der Variante 2B inkludiert ist auch die neue (S)LKW-Verladung. Weil das Kalksteinzwischenlager umgangen wird, kommt das Material direkt mit einem Förderband zur Verladung. Dieses so auszulegen, dass es die (S)LKW direkt beladen kann, ist aber nicht sinnvoll, weil dann ein sehr schnell laufendes, 400 m langes Förderband alle paar Minuten gestartet und gestoppt werden müsste. Damit das Förderband das aushalten kann, müsste es entsprechend robust und

damit auch kostenintensiv ausgelegt werden. Auch die Abzugseinrichtung im Schachtfuß müsste auf diese hohen Förderleistungen ausgelegt sein. Daher soll als Puffer ein LKW-Verladesilo installiert werden, in den mindestens drei LKW-Ladungen passen. Die Verladung kann dann zum Beispiel mit einem schnell laufenden Dosierband erfolgen.

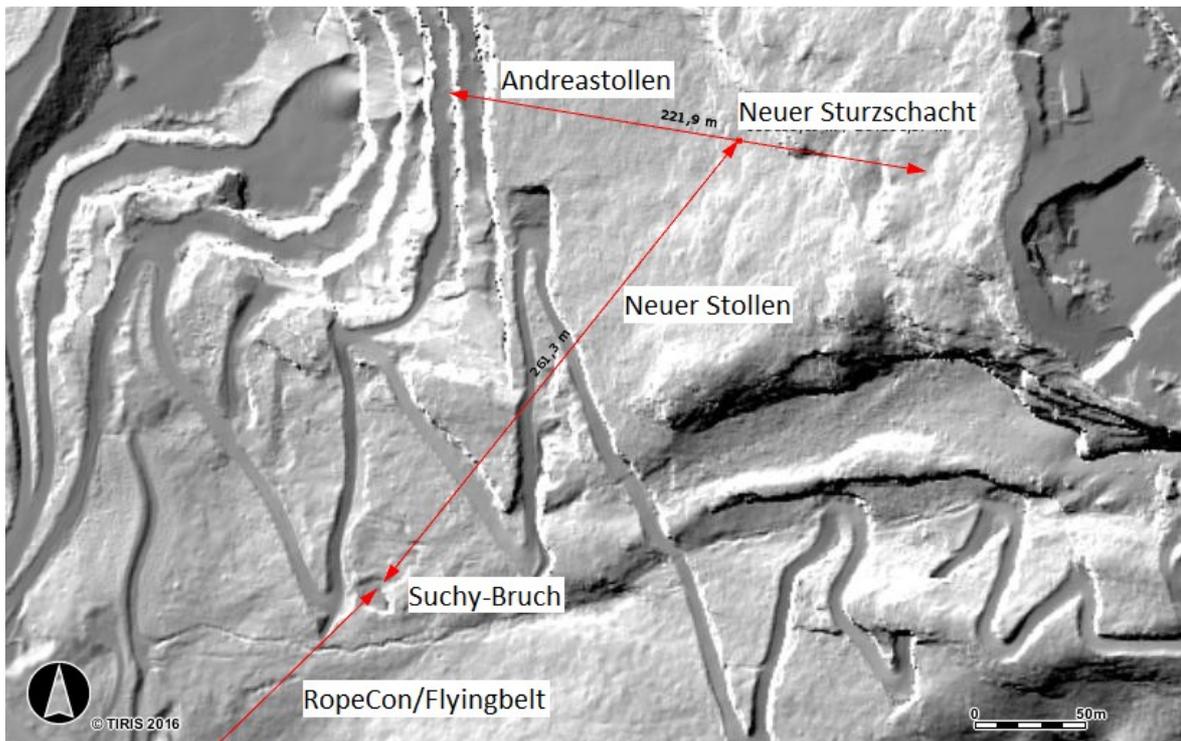


Abbildung 24: Variante 2C (tirismaps, 11.03.2017)

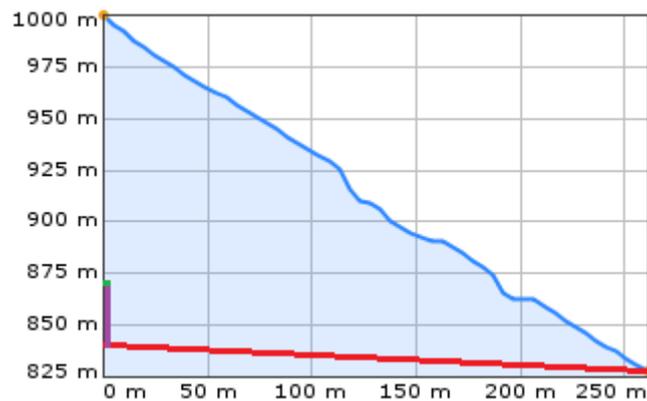


Abbildung 25: Variante 2C – Profil (tirismaps, 11.03.2017)

Für eine **Variante (2C) mit anschließendem RopeCon oder Flyingbelt** wäre es vorteilhaft, einen möglichst kurzen Stollen zu bauen, da die Verlängerung des

RopeCon/Flyingbelt weniger kostet als ein längerer Stollen mit Förderband. Gut wäre es auch, wenn sich bei der Übergabe der Winkel der Förderrichtung möglichst wenig ändert, damit die gesamte Förderdistanz so klein wie möglich ist. Der Stollen muss dabei aber trotzdem ein Gefälle zum Mundloch hin aufweisen, damit das Wasser abrinnen kann. Ein geeigneter Ort für das Mundloch wäre – wie schon in der Diplomarbeit von Krebs, R. (2008) vorgeschlagen – der Suchy-Bruch, ein alter Teststeinbruch für Ölschiefer aus dem frühen 20. Jahrhundert, direkt neben der Zufahrtsstraße auf 825 m Höhe. Mit einer ca. 40 m langen neuen Straße könnte das Mundloch an die Zufahrtsstraße angebunden werden. Alternativ könnte die Straße verlegt und die Kehre unterhalb des Suchy-Bruches als Übergabestelle vom Stollenförderband auf den RopeCon/Flyingbelt genützt werden.

Der Stollen zum Suchy-Bruch hätte eine horizontale Länge von ca. 260 m und ein Gefälle von ca. 6 %. Der neue Sturzschacht wäre – wie bei der vorigen Variante – unterhalb der 1.000-m-Höhenlinie.

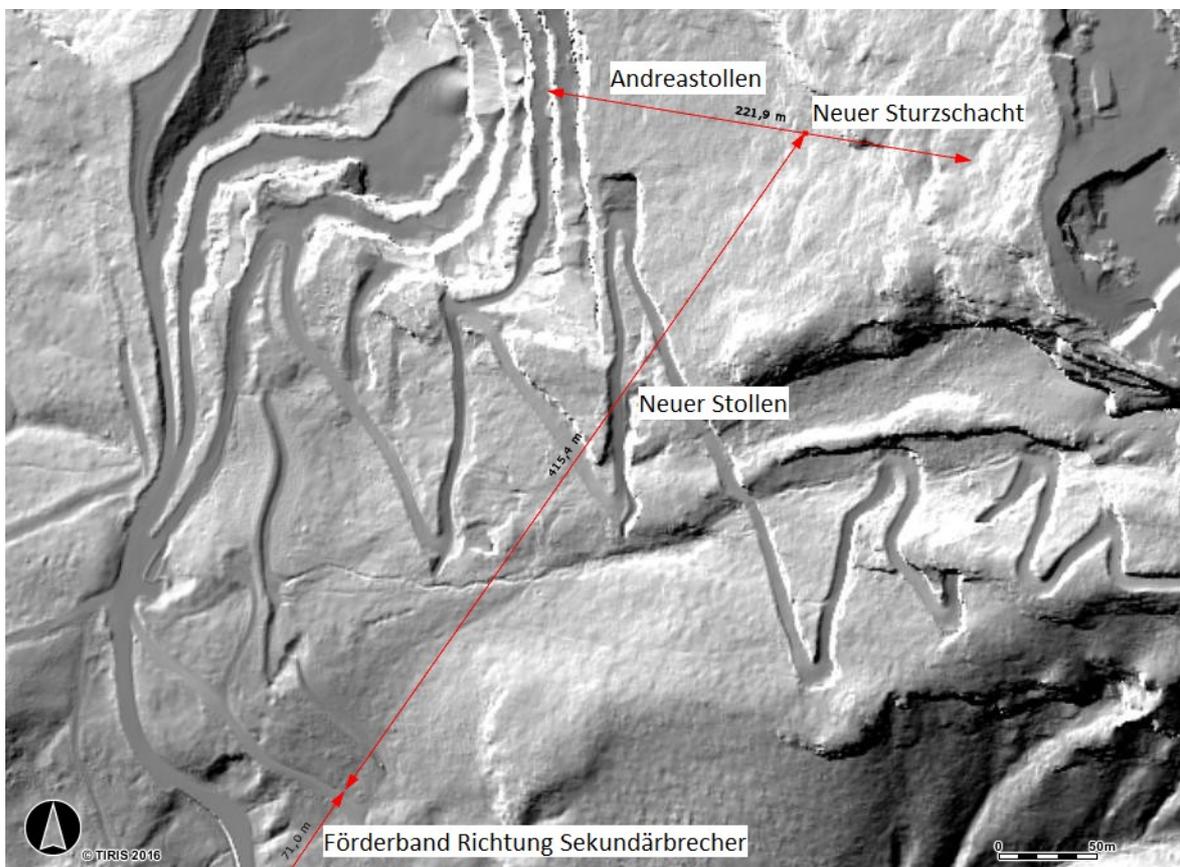


Abbildung 26: Variante 2D (tirismaps, 11.03.2017)

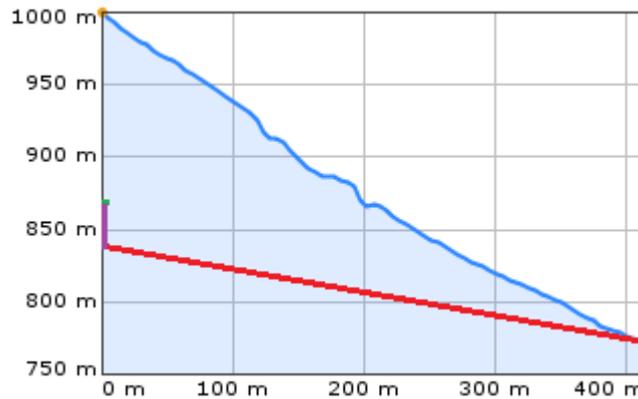


Abbildung 27: Variante 2D – Profil (tirisMaps, 11.03.2017)

Schließlich gibt es noch die Variante **2D** mit einem Stollen für die **Förderung mittels eines einzigen Förderbandes**, das direkt vom neuen Sturzschaft zum Sekundärbrecher führt. Um eine möglichst direkte Strecke zu wählen und die Kurven der Förderstraße in der Nähe des Steinbruches zu umgehen, muss der Stollen deutlich länger sein. Da es bereits eine Straße gibt, die zum Schutzwall führt, der gegen Steinschlag aufgeschüttet wurde, könnte diese als Baustraße benutzt werden. Das Mundloch würde direkt neben ihr zu liegen kommen.

Der Stollen wäre in der Horizontalen ca. 415 m lang, in der Nähe des Mundloches ist die Überlagerung so gering, dass die ersten paar Meter offen gebaut und dann vielleicht mit einem Betongewölbe verschlossen werden müssten. Das Gefälle im Stollen beträgt ca. 16 %. Auch bei dieser Variante liegt der Sturzschaft an derselben Stelle unter der 1.000-m-Höhenlinie.

5.3 Modul 3 – Bis zum Hammerbrecher

Für die weitere Förderung vom Mundloch des jeweiligen Stollens bis zum Hammerbrecher kommen fünf Möglichkeiten in Frage.

Die erste Variante (**3A**) ist wieder die **unveränderte Beibehaltung des Status quo**, das heißt die Förderung auf der Förderstraße mit SLKW. Im Gegensatz zu den vorigen Modulen muss hier aber auch bei der unveränderten Variante Geld investiert werden, weil die SLKW erneuert werden müssen.

Auch die Art der Verladung wird sich ändern, wie im vorigen Kapitel erwähnt. Die Förderstrecke wird außerdem um ca. 200 m verkürzt, wodurch sich die mögliche Förderkapazität erhöhen wird.

Der Vorteil dieser Variante ist das weitgehend bewährte System, mit dem Erfahrung vorhanden und das Personal vertraut ist.

Die Variante **3B** ist der Variante 3A gleich, nur dass statt der SLKW **Spezial-LKW** eingesetzt werden. Da die gesamte Förderstrecke auf einer asphaltierten Straße verläuft, sollte es dadurch keine Probleme geben. Die Straße ist allerdings schon sanierungsbedürftig und weist viele Schlaglöcher auf, die für die SLKW noch keine Gefahr bedeuten. Die Spezial-LKW sind aufgrund ihrer kleineren Reifen darauf aber empfindlicher. Auch falls weiterhin SLKW eingesetzt werden sollen, muss die Straße bald saniert werden. Dies wird auch in die Kostenberechnung einfließen, jedoch muss die Sanierung bei Einsatz von Spezial-LKW in kürzeren Zeitabständen wiederholt werden. Diese Variante sollte aber trotzdem niedrigere Kosten verursachen, da durch die geringere Eigenmasse von Spezial-LKW der Dieselverbrauch weit geringer ist als bei SLKW und auch die Wartungs- und Ersatzteilkosten kleiner sind.

Zum Vergleich werden in der Variante **3C** die starren SLKW durch **knickgelenkte SLKW** ersetzt. Durch die geringere Eigenmasse verbrauchen diese weniger Diesel, und die Bedingungen der Straße sind für sie genauso gut geeignet wie für starre SLKW.

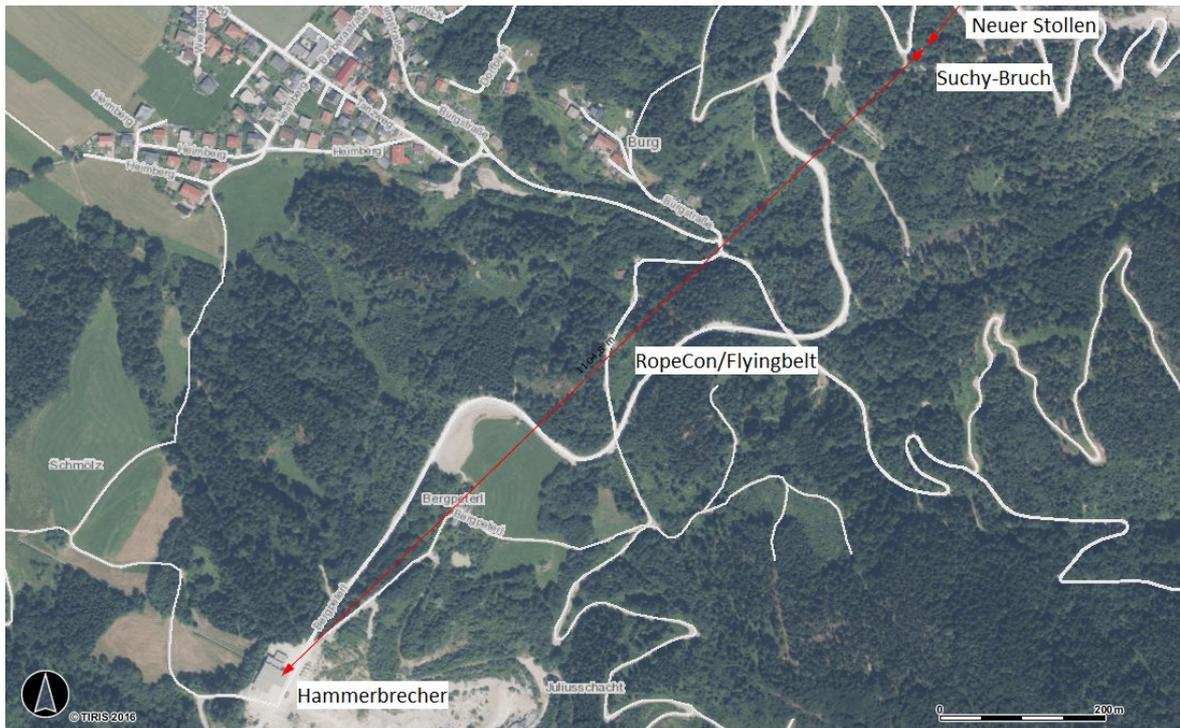


Abbildung 28: Variante 3D (tirisMaps, 12.03.2017)

Bei der Variante **3D** findet die Förderung vom Stollenmundloch zum Brecher mit einem **RopeCon oder Flyingbelt** statt. Das lässt sich am besten mit der Variante 2C kombinieren, sodass die Aufgabestation des RopeCon/Flyingbelt beim Suchy-Bruch installiert wird.

Der RopeCon/Flyingbelt wird idealerweise so gebaut, dass das Material bei der Entladestation direkt in den Aufgabebunker des Hammerbrechers bzw. von dessen Ersatz fällt, ohne dass dabei die Straße blockiert wird. Die benötigte Länge des RopeCon/Flyingbelt ist ca. 1.100 m. Bei allen Straßenüberquerungen müssten Fangnetze für eventuell herunterfallendes Material installiert werden, obwohl das durch die Wellkanten bzw. die tiefe Muldung sehr unwahrscheinlich ist.

Die niedrigste horizontale Entfernung zu einem Wohnhaus sind ca. 60 m. Das sollte für die Genehmigung kein Problem sein, Proteste wären allerdings möglich.

Da die Trasse des RopeCon/Flyingbelt teilweise über Fremdgrundstücke verläuft, müssten Verträge mit den Grundeigentümern über ein Nutzungsrecht geschlossen werden.

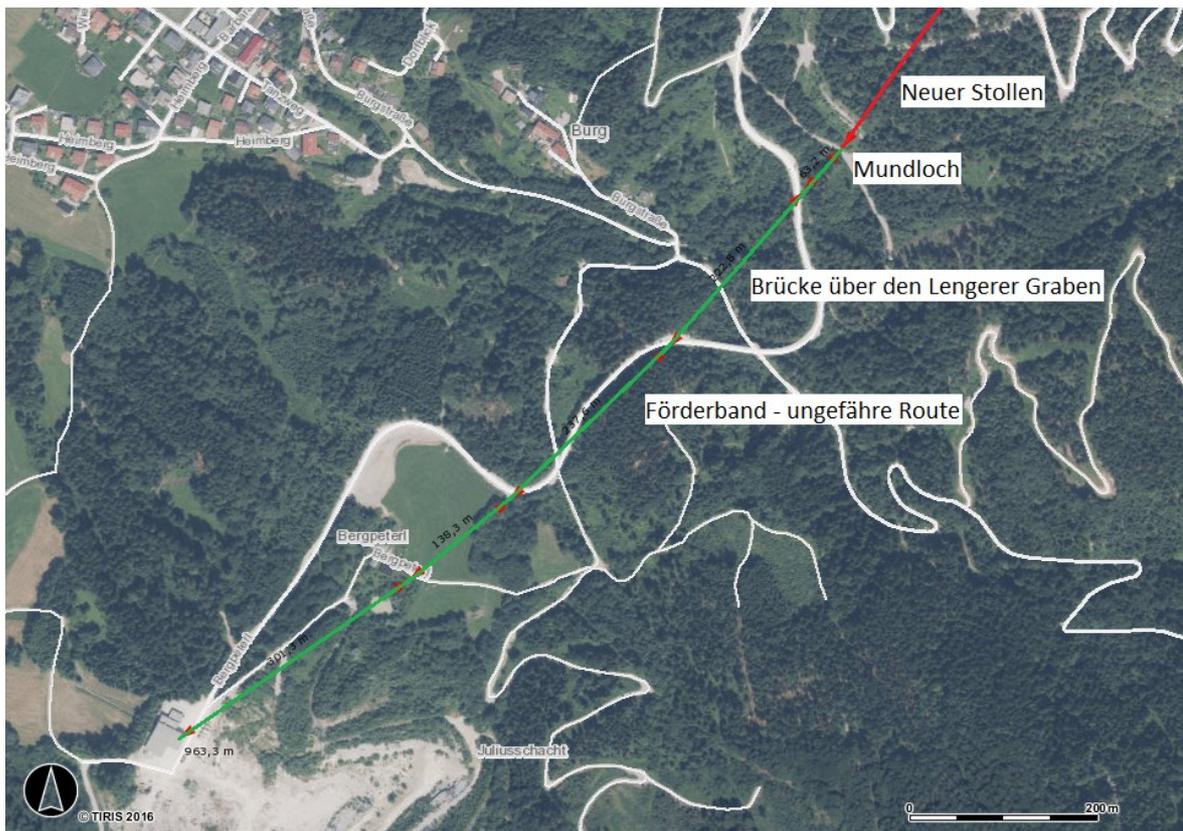


Abbildung 29: Variante 3E (tirismaps, 12.03.2017)

Die Variante **3E** schließlich sieht ein **Förderband** vor, das direkt vom Schachtfuß des neuen Sturzschachtes zum Hammerbrecher führt. Wegen der relativ engen Radien der Förderstraße und vor allem der Brücke und auch, um die Länge des Förderbandes zu minimieren, muss ein großer Teil des Bandes auf Brücken oder Gitterträgerkonstruktionen installiert werden. Möglich wäre zwar auch eine Kombination aus mehreren Förderbändern, um die Anzahl der Kurven und Brücken zu reduzieren; die meisten Probleme entstehen aber bei Förderbändern an Übergabestellen, daher soll ein einziges durchgehendes Band eingesetzt werden.

Die Länge des obertägig verlaufenden Bandes beträgt ca. 960 m, insgesamt ist das Band also 1.360 m lang. Der aufwändigste Abschnitt ist dabei die Brücke über den Lengerer Graben. Diese muss entweder mit hohen Stützpfeilern gebaut werden, alternativ ist eventuell auch eine Hängebrückenkonstruktion möglich. An den Kreuzungspunkten mit der Förderstraße muss das Band in mindestens 5 m Höhe sein, damit die Durchfahrt mit SLKW und anderen Fahrzeugen möglich ist. Außerdem müssen Fangnetze installiert werden, vor allem über der Straße im

Lengerer Graben. Die Trasse (siehe Abbildung 29) geht dabei – wie gefordert – nicht durch das bergschadengefährdete Gebiet. Der kleinste Abstand zu einem Wohnhaus beträgt über 110 m, es wird daher mit weniger Widerstand der Anrainer gerechnet.

Die Trasse des Förderbandes würde ebenfalls zum Teil über Fremdgrundstücke führen, wodurch auch hier Verträge über ein Nutzungsrecht geschlossen werden müssten.

Der Einsatz eines Förderbandes – egal welcher Art – würde im Vergleich zu allen (S)LKW-Arten die Emissionen massiv reduzieren. Er würde auch zu Personaleinsparungen führen und den Energieverbrauch verringern. Dem stehen allerdings die viel höheren Investitionskosten und der höhere Planungsaufwand gegenüber. Außerdem kann die mögliche Förderleistung der Förderbänder bei einem Steinbruch dieser Größe nicht voll ausgenutzt werden, weil nur wenige Stunden pro Tag gefördert wird. Die geringere Flexibilität dieser Lösung würde im Steinbruch Bad Häring hingegen kein Problem bedeuten, weil sich die Förderstrecke bis in die ferne Zukunft voraussichtlich nicht ändern wird.

Eine weitere Möglichkeit wäre der Einsatz eines Schlauchbandförderers. Dieser könnte durch die geringeren möglichen Kurvenradien weitgehend entlang der Förderstraße verlaufen, wodurch die aufwändige Errichtung von Brückenkonstruktionen eventuell entfallen könnte.

Die bestehende Brücke über den Lengerer Graben hätte dabei den engsten Radius (ca. 50 m), ab der zweiten sehr engen Kurve vor der großen Wiese könnte über die Wiese abgekürzt werden, ähnlich wie in der Variante 3E. Da die engsten Kurvenradien, die von Schlauchbandförderern bewältigt werden können, ca. das Dreihundertfache des Schlauchdurchmessers betragen, dürfte der Durchmesser für einen Kurvenradius von 50 m höchstens 167 mm betragen. Auch beim Einsatz eines Prallbrechers, der das Hauwerk direkt im Steinbruch auf unter 100 mm zerkleinert, wäre das zu wenig. Es wäre daher trotzdem notwendig, eine neue Brücke für den Schlauchbandförderer zu bauen. Aufgrund der höheren Investitions- und Betriebskosten eines Schlauchbandförderers im Vergleich zu

einem normalen Förderband und der trotzdem benötigten Brücke wird diese Option daher ausgeschlossen.

Auch der Einsatz eines Taschenförderers wäre denkbar. Dieser hätte auch mit dem Kurvenradius von 50 m keine Probleme. Es werden allerdings deutlich höhere Investitions- und vor allem Wartungskosten im Vergleich zu anderen Förderbandtypen erwartet. Anfragen nach Angeboten an zwei Hersteller solcher Fördergeräte blieben jedoch leider unbeantwortet. Durch die höchste mögliche Korngröße von 80 mm müsste ein Prallbrecher mit einem noch höheren Zerkleinerungsverhältnis eingesetzt werden. Zudem konnten keine Erfahrungsberichte zum Einsatz von Taschenförderern mit einer Länge in der Größenordnung der benötigten (über 1 km) gefunden werden. Aus diesen Gründen wird daher auch der Einsatz eines Taschenförderers für das Modul 3 ausgeschlossen.

Durch die immer gleich bleibende Förderstrecke und die geringen Neigungen wäre auch der Einsatz einer gleisgebundenen Förderung möglich. Die Investitionskosten wären zwar hoch – vor allem, wenn eine feste Fahrbahn gebaut wird – die Betriebskosten – hauptsächlich die Energiekosten – sollten aber niedriger sein als bei einer SLKW-Förderung. Außerdem besitzt die Rohrdorfer-Gruppe in einem anderen Steinbruch in der Nähe funktionsfähige Waggons und Lokomotiven, die dort nicht mehr benötigt werden. Diese Züge könnten so aufgerüstet werden, dass sie autonom fahren; dadurch könnte Personal eingespart werden.

Probleme würden aber auch hier wahrscheinlich durch die engen Kurven entstehen. Aber selbst dann, wenn die Kurvenradien keine Schwierigkeiten verursachen, ist es unwahrscheinlich, dass die Brücke über den Lengerer Graben stabil genug ist. Um effizient und wirtschaftlich zu arbeiten, müsste der Zug mit mehreren Waggons fahren, wodurch die 150 t (eher nur mehr 100 t), auf die die Brücke ausgelegt ist, überschritten würden. Eine neue Brücke wäre eine zu große Investition, sodass auch diese Variante nicht weiter verfolgt wird.

Eine Seilbahn hätte im Vergleich zum RopeCon/Flyingbelt keine gravierenden Vorteile, und die Übergabe vom Stollenband zur Seilbahn wäre aufwändig, weil ein Bunker zur Pufferung notwendig wäre. Es werden ähnliche Investitions- und Betriebskosten wie beim RopeCon/Flyingbelt erwartet.

5.4 Modul 4 – Hammerbrecher

Auch beim Hammerbrecher repräsentiert die erste Variante (**4A**) wieder die **unveränderte Weiterführung der bestehenden Situation**. Bis auf den hohen Energieverbrauch gibt es dabei keine Nachteile. Durch den ersatzlosen Entfall des Primärbrechers könnte der Hammerbrecher zwar effizient eingesetzt werden, dies wurde aber im Punkt 5.1 wegen der umfangreichen notwendigen Anpassungen der Untertagebauwerke ausgeschlossen.

Die zweite Möglichkeit (**4B**) ist der **Ersatz des Hammerbrechers durch einen Prallbrecher mit Kreislaufzerkleinerung**. Dieser müsste je nach eingesetztem Primärbrecher für eine Aufgabekorngröße von 250 oder bis zu 800 mm geeignet sein und ein Produkt von 100 mm erzeugen.

Mit relativ wenigen Umbaumaßnahmen wäre es wahrscheinlich möglich, den neuen Brecher im Gebäude des Hammerbrechers zu installieren und auch an dessen Entstaubungsanlage anzuschließen. Durch eine geeignete Gestaltung der Anlage könnte der Hammerbrecher dann bei einem Ausfall des neuen Sekundärbrechers weiterhin eingesetzt werden.

Der Vorteil dieser Variante wäre der weit geringere Stromverbrauch, weil als neuer Sekundärbrecher ein Modell gewählt werden kann, das besser an die Anforderungen angepasst ist. Abgesehen von den positiven Umweltauswirkungen muss berechnet werden, ob sich die Investitionskosten für den neuen Brecher durch die niedrigeren Energiekosten schnell genug amortisieren würden.

Die Variante **4C** kommt ganz **ohne Sekundärbrecher** aus. Da eine Endprodukt Korngröße von maximal 100 mm vorgegeben ist, lässt sich das natürlich nur mit dem Prallbrecher im Steinbruch kombinieren, der das Hauwerk direkt auf diese Korngröße zerkleinert.

Damit die Aufgabemenge auf das Förderband weiterhin relativ konstant ist, wird ein Aufgabebunker mit einem Förderer benötigt. Da der Hammerbrecher bei Realisierung dieser Variante nicht mehr in Verwendung steht, kann dessen Aufgabebunker und Plattenband benützt werden. Wenn die Rotoren und der Rost aus dem Hammerbrecher ausgebaut werden, kann der Materialstrom durch das Gehäuse des Brechers direkt auf das Förderband laufen. Falls benötigt, kann auch die Entstaubungsanlage des Hammerbrechers weiterhin genutzt werden.

Der Ausbau der Rotoren und des Rostes würde den Nachteil bedingen, dass der Brecher nicht ohne großen Aufwand wieder in Betriebsbereitschaft gesetzt werden kann. Durch den Einsatz des Prallbrechers stünde aber bei dessen Ausfall ohnehin die gesamte Förderung still, sobald die beiden Sturzschächte geleert sind.

Eine weitere Möglichkeit wäre die Umfahrung des Hammerbrechers, um diesen weiterhin einsetzen zu können, falls eine andere Brechstufe ausfällt. Dafür wären ein neuer Aufgabebunker, mindestens ein neues Förderband und eine Übergabestelle auf das Förderband unterhalb des Hammerbrechers erforderlich. In dieser Variante könnte bei der Umfahrung ein großer Silo installiert werden, der die Bunkerkapazität des neuen Sturzschachtes ersetzt, das ist aber im Punkt 5.2 bereits ausgeschlossen worden.

5.5 Mögliche Kombinationen

Wie teilweise schon erwähnt, können die Module nicht beliebig kombiniert werden, weil einzelne Varianten zum Teil Anforderungen an die anderen Module stellen oder Probleme bei bestimmten Varianten in anderen Modulen verursachen könnten.

In der Tabelle 3 sind noch einmal alle Varianten zusammengefasst.

Tabelle 3: Varianten

Variante	Kurzbeschreibung
1A	Unverändert – Backenbrecher
1B	Ersatz des Backenbrechers durch einen Prallbrecher mit Kreislaufzerkleinerung und Produkt < 100 mm
1C	Ersatz des Backenbrechers durch einen neuen Backenbrecher
2A	Unverändert – Abwurf und Kalksteinzwischenlager inklusive Verladung durch Radlader
2B	30 m Sturzscht + Stollen und Gitterträger mit Förderband zum (S)LKW-Verladesilo inklusive Verladung
2C	30 m Sturzscht + Stollen zum Suchy-Bruch inklusive Förderband etc.
2D	30 m Sturzscht + Stollen zur Straße beim Schutzwall ohne Förderband etc.
3A	(Nahezu) unverändert – neue SLKW mit 40 t Nutzlast
3B	Spezial-LKW
3C	Knickgelenkte SLKW
3D	RopeCon/Flyingbelt vom Suchy-Bruch zum Hammerbrecher
3E	Förderband vom neuen Sturzscht zum Hammerbrecher
4A	Unverändert – Hammerbrecher
4B	Ersatz des Hammerbrechers durch einen Prallbrecher
4C	Ausbau der Rotoren und des Rostes – Materialstrom läuft durch den inaktiven Hammerbrecher

Die unveränderte Variante beim Primärbrecher (1A) lässt sich – so wie auch die sehr ähnliche Variante 1C – theoretisch mit allen Varianten der Module 2 und 3

kombinieren, beim Sekundärbrecher sind aber nur die Varianten 4A und 4B möglich. Ein Problem könnte sich in der Kombination von 1A mit 2B durch das Überkorn bei der LKW-Verladung ergeben. Auch die Kombination von 1A mit dem RopeCon/Flyingbelt (3D) oder dem Förderband (3E) könnte durch das Überkorn möglicherweise problematisch sein.

Wie schon erwähnt, kann natürlich der Einsatz eines Prallbrechers mit hohem Zerkleinerungsverhältnis als Primärbrecher (1B) nur mit der Variante 4C kombiniert werden. Ansonsten sind keine Probleme zu erwarten, nur der erhöhte Feinkornanteil könnte in allen Übergabestellen und in den Sturzschächten oder bei der (S)LKW-Verladung zu größerer Staubentwicklung und zu Anbackungen führen. Das betrifft aber alle Varianten in den Modulen 2 und 3.

Die Varianten des zweiten Moduls lassen sich jeweils nur mit bestimmten Varianten des dritten Moduls kombinieren. Bei der Variante 2B sind das die Varianten 3A, 3B und 3C. 2C lässt sich nur mit 3D und 2D nur mit 3E kombinieren. Die Variante 2A gibt es – wie schon erwähnt – nur zum Vergleich der Kosten neuer Lösungen mit jenen der unveränderten Situation.

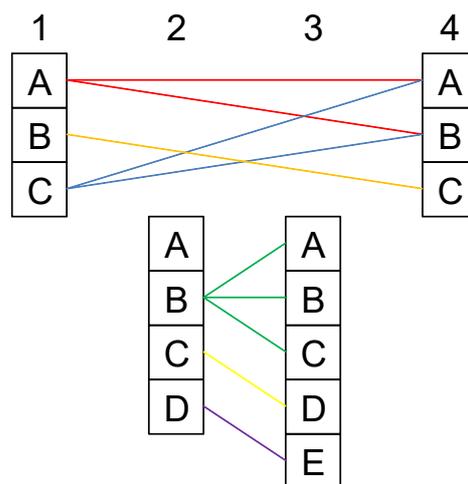


Abbildung 30: Kombinationsmöglichkeiten der Varianten

5.6.2 Betriebskosten

Die Betriebskosten werden jeweils nur für alle Anlagen berechnet, die sich durch die Neuausrichtung verändern könnten. Das heißt, dass zum Beispiel in der Variante 2A der Radlader für die SLKW-Verladung eingerechnet ist, weil er in den anderen Varianten nicht benötigt wird, während die Kosten, die durch den bestehenden Sturzschant entstehen, nicht inkludiert sind, weil dieser bei allen Varianten unverändert bleibt.

Für die bestehenden Anlagen wird für die Kosten der Durchschnitt der Jahre 2013, 2014 und 2015 genommen, für neue Anlagen werden die Kosten auf Basis der Kosten der alten Anlagen, der Erfahrungen der SPZ und der Angaben von Herstellern geschätzt.

Die Dieselposten werden mit 0,90 €/l, die Stromkosten mit 0,20 €/kWh festgelegt. Auch hier wird gezeigt, wie sich eine Veränderung auswirken würde.

5.6.3 Berechnung der Kosten am Beispiel der Variante 3A

Die Berechnung der Investitions- und Betriebskosten soll am Beispiel der Variante 3A, in der SLKW zur Förderung auf der Förderstraße eingesetzt werden, aufgezeigt werden. Die Kostenberechnungen aller Varianten befinden sich in Kurzform im Anhang.

Die SLKW müssen erneuert werden. Derzeit gibt es vier Stück davon, von denen aber immer nur drei gleichzeitig im Einsatz sind. In Zukunft soll es nur mehr drei SLKW geben.

Auf Basis der Erfahrungen der SPZ und eines aktuellen Angebotes für einen SLKW mit 40 t Nutzlast werden die Investitionskosten für drei SLKW auf

1.190.000 € geschätzt. Für die Nutzungsdauer werden zwölf Jahre angenommen. Daraus ergeben sich pro Jahr eine Abschreibung von 99.167 € und Zinsen von 35.700 €.

Für die Neuasphaltierung der Straße werden 20 €/m² aufgrund von Erfahrungen der SPZ aus anderen Projekten geschätzt. Mit einer Straßenlänge von 1.250 m und einer Breite von 6 m ergeben sich damit 150.000 € an Investitionskosten. Für die Nutzungsdauer werden 15 Jahre geschätzt. Die jährliche Abschreibung beträgt daher 5.000 €, die Zinsen belaufen sich auf 4.500 € pro Jahr.

Aus den Investitionen ergeben sich somit durch die Abschreibungen und Zinsen Kosten von 144.367 € pro Jahr.

Für die Betriebskosten müssen bei der Variante 3A nur die drei SLKW betrachtet werden. Es wird erwartet, dass die Kosten etwa jenen der aktuellen SLKW entsprechen.

Die gesamten Betriebsstunden werden wegen der kürzeren Förderstrecke mit 1.900 Stunden pro Jahr etwas geringer geschätzt als bisher. Mit einem Dieserverbrauch von 26 l/h (entspricht ungefähr dem Durchschnitt von 2013 bis 2015) ergibt sich ein Dieserverbrauch von 49.400 l pro Jahr. Das entspricht Kosten von 44.460 € pro Jahr.

Die jährlichen Wartungskosten betragen durchschnittlich ca. 55.000 €, durch das hohe Alter der bisherigen SLKW werden für die neuen nur 45.000 € geschätzt.

Die Betriebskosten für die Variante 3A belaufen sich damit 89.460 € pro Jahr.

In Summe ergeben sich aus den jährlichen Kosten durch Investitionen und Betrieb 233.827 €. Dividiert durch die jährliche Fördermenge von 329.616 t (Durchschnitt von 2013 bis 2015) sind das 0,71 €/t.

5.6.4 Anmerkungen zur Kostenberechnung der Varianten

Die Kostenberechnungen aller Varianten sind in verkürzter Form im Anhang zu finden. Zum Teil gibt es dazu aber Anmerkungen, die auch für die Auswahl der besten Varianten wichtig sind. Außerdem soll aufgezeigt werden, woher die Angaben für die Kosten stammen.

Variante 1A:

Für die Knäpperzerkleinerung inklusive Bagger und Baggerführer werden hier 40.000 € pro Jahr addiert.

Die Abschreibungen für den mobilen Brecher werden der Vollständigkeit halber mit einbezogen, obwohl dieser schon älter ist als die für die Rechnung verwendete Nutzungsdauer von 15 Jahren. Bei den Investitionskosten wird er aber natürlich nicht berücksichtigt.

Variante 1B:

Da davon ausgegangen wird, dass beim Prallbrecher viel seltener, aber trotzdem manchmal Knäpper geben auftreten, werden 5.000 € pro Jahr für deren Zerkleinerung veranschlagt.

Die Investitionskosten für den Prallbrecher stammen aus einem Angebot für einen Metso Lokotrack LT1213S mit Kreislaufzerkleinerung (Metso Minerals Inc., 2016). Die Betriebskosten werden mit den Betriebskosten für den bestehenden Backenbrecher und dem Unterschied der Leistung der beiden Brecher geschätzt.

Variante 1C:

Auch hier wird mit 5.000 € pro Jahr für die Knäpperzerkleinerung gerechnet.

Die Investitionskosten für den neuen Backenbrecher sind eine Schätzung der SPZ. Die geschätzten Betriebskosten entsprechen größtenteils denen des aktuellen Brechers.

Variante 2A:

Die Abschreibungen für den Radlader berechnen sich aus dem tatsächlichen Kaufpreis 2013. Die Betriebskosten sowohl des Radladers als auch des Förderbandes stammen aus den Durchschnittsdaten von 2013 bis 2015.

Im Vergleich zu den anderen Varianten des zweiten Moduls wird hier eine Person mehr benötigt, um den Radlader zu fahren. Da die Förderung nicht in der gesamten Betriebszeit stattfindet, würde zwar theoretisch weniger als eine Person gebraucht. Da das aber nicht möglich ist, werden die Kosten einer Person, die einem Zwölftel der gesamten Personalkosten 2015 entsprechen, addiert.

Variante 2B:

Die Schätzung der Investitionskosten für den Umbau des Förderbandes im Andrestollen, die Aufgabe- und Abzugseinrichtungen im neuen Sturzschaft und die Förderung von dort bis zur (S)LKW-Verladung basiert auf einem Richtpreisangebot (BT-Wolfgang Binder, 2016). Die Betriebskosten dafür sind grob geschätzt.

Die Kosten für das Auffahren des neuen Sturzschaftes und Stollens entsprechen den Ergebnissen einer Schätzformel eines Tunnelbauunternehmens plus 25 %.

Die Investitionskosten für die (S)LKW-Verladung inklusive Silo, Dosierband, Entstaubung und deren Fundamente und Stromanschluss sowie für die Herstellung des LKW-Wendeplatzes sind grobe Schätzungen, in die Erfahrungswerte der SPZ eingeflossen sind.

Variante 2C:

Auch für diese Variante wurden das Richtpreisangebot von BT-Wolfgang Binder und die Schätzformel des Tunnelbauunternehmens genutzt.

Variante 2D:

In dieser Variante sind nur die Kosten für die Untertagebauwerke inkludiert, weil das Förderband in der Variante 3E direkt beim Sturzschaft beginnt.

Variante 3A:

Die Berechnung für diese Variante wurde bereits im vorigen Kapitel beschrieben.

Variante 3B:

Für die Spezial-LKW wurden Iveco Astra HD 9 gewählt, mehr zu dieser Entscheidung im Kapitel 7.1.1.8 Die Investitionskosten stammen aus einem vorliegenden Angebot (Iveco Astra, 2016). Die Betriebskosten sind geschätzt, teilweise basieren sie auf dem schon erwähnten Vergleichstest zwischen Spezial-LKW und knickgelenkten SLKW (Volf, P., 2012).

Da die Straße für den Einsatz der Spezial-LKW in einem besseren Zustand sein muss als bei SLKW, wird hier nur mit einer Nutzungsdauer von 15 Jahren gerechnet.

Variante 3C:

Die Investitionskosten für die knickgelenkten SLKW mit 40 t Nutzlast basieren wieder auf einem Angebot für ein anderes Projekt mit 40 bzw. 60 t Nutzlast. Der Dieserverbrauch basiert wieder auf dem Vergleichstest (Volf, P., 2012), die Wartungskosten sind geschätzt.

Die Nutzungsdauer der Straße wird – wie bei den starren SLKW – mit 30 Jahren angenommen.

Variante 3D:

Sowohl für den RopeCon als auch für den Flyingbelt wurden Angebote eingeholt. Da der Flyingbelt deutlich billiger ist, sind dessen Kosten in die Berechnung eingeflossen (LEITNER S.p.A, 2016; Doppelmayr Transport Technology GmbH, 2016). Die Betriebskosten sind geschätzt und basieren teilweise auf Angaben von Doppelmayr.

Die Kosten, die durch die Nutzung der Grundstücke entstehen, die nicht im Firmeneigentum stehen, ergeben sich aus Erfahrungen der SPZ und werden für 30 Jahre (mit einer „Nutzungsdauer“ von 30 Jahren) angegeben.

Die Investitionskosten für Fundamente, elektrische Arbeiten, Fangnetze etc. sind grob geschätzt.

Weil die drei SLKW nicht mehr fahren müssen, werden bei dieser Variante schätzungsweise zwei Personen eingespart.

Variante 3E:

Die Investitionskosten für den Umbau des Förderbandes im Andrestollen, die Aufgabe- und Abzugseinrichtungen im neuen Sturzschaft und das Förderband von dort bis zum Hammerbrecher basieren auf einem weiteren Richtpreisangebot (BT-Wolfgang Binder, 2017).

Für die Fundamente, die elektrischen Arbeiten, die Fangnetze etc., die Grundstücke und die Stromkosten werden die gleichen Kosten angenommen wie in der Variante 3D, die Wartungskosten werden etwas geringer eingeschätzt.

Auch bei dieser Variante werden zwei Personen weniger benötigt.

Variante 4A:

Bei dieser unveränderten Variante gibt es keine Investitionskosten.

Die Betriebskosten entsprechen wieder dem Durchschnitt der Jahre 2013 bis 2015.

Variante 4B:

Die Investitionskosten für den neuen Sekundärbrecher entstammen einem Angebot für einen Prallbrecher Comec GST – SUP 1400 | VVG 15 mit Kreislaufzerkleinerung (Comec-Binder S.r.l., 2016), die Betriebskosten sind Erfahrungswerte der SPZ.

Die Kosten für die Abkipfstelle etc., die Übergabe vom Brecher auf das Förderband und für den Anschluss an die Entstaubung des Hammerbrechers sind grob geschätzt.

Variante 4C:

Die Kosten für den Umbau des Hammerbrechers und die Betriebskosten für das Plattenband sind grob geschätzt.

5.7 Vergleich der Varianten

Im Anhang (Punkt 2) sind in Tabelle 39 die Kosten pro Tonne, die Investitionskosten und der jährliche Strom- und Dieselbedarf aller Varianten zusammengefasst. Daraus ergeben sich die in Tabelle 40 und in den Diagrammen in Abbildung 31 ersichtlichen Werte für alle möglichen Kombinationen.

Wie in diesen Diagrammen und der Tabelle erkannt werden kann, bewegen sich die Investitionskosten zwischen 4.991.922,00 € und 9.522.000,00 €. Die Betriebskosten inklusive Abschreibungen und Zinsen liegen zwischen 1,82 €/t und 2,63 €/t. Die absoluten Zahlen sind hier aber nicht unbedingt aussagekräftig, weil nicht der gesamte Brech- und Förderablauf eingeschlossen ist. Daher sind als Erstes zum Vergleich auch die Kosten der gänzlich unveränderten Variante AAAA angegeben. Die Differenz der Kosten liegt dann zwischen -0,12 €/t und 0,69 €/t.

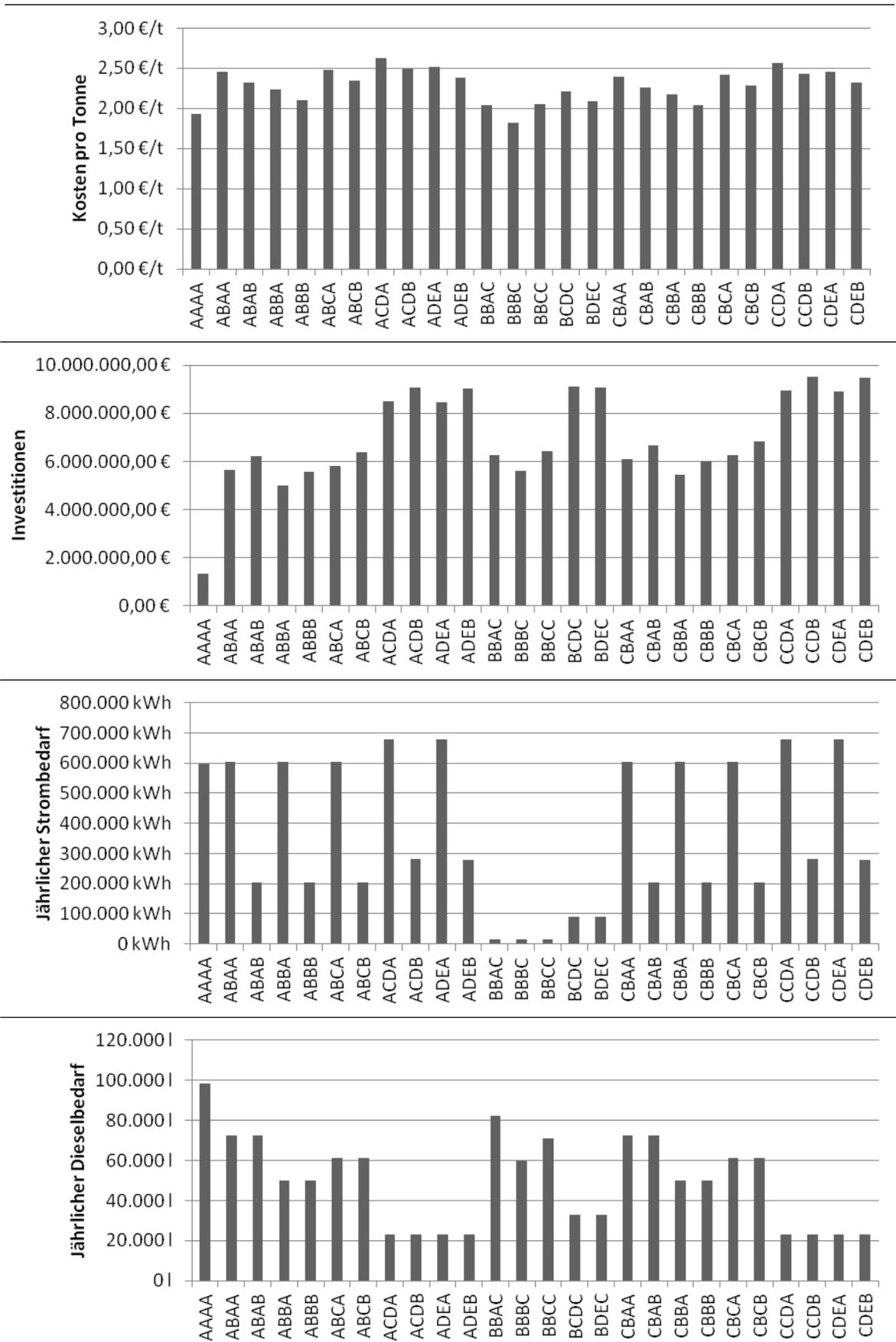


Abbildung 31: Kosten, Strom- und Dieserverbrauch der Kombinationsvarianten

6 Gegenüberstellung der Lösungsvorschläge und Auswahl der besten Varianten

6.1 Brechablauf

Die erste und einfachste Entscheidung ist die Wahl des Brechablaufes. Dadurch werden zudem die Kombinationsmöglichkeiten stark reduziert.

Wie im Kapitel 5.5 beschrieben, gibt es fünf Varianten für den zukünftigen Brechablauf. Die Daten dieser Varianten sind in Tabelle 4 zusammengefasst.

Tabelle 4: Kosten, Strom- und Dieserverbrauch der möglichen Kombinationen von Brechern

Kombination	Kosten pro Tonne	Investitionen	Strombedarf pro Jahr	Dieselbedarf pro Jahr
1A + 4A	0,78 €	0,00 €	598.500,00 kWh	23.273,33 l
1A + 4B	0,65 €	577.000,00 €	200.000,00 kWh	23.273,33 l
1B + 4C	0,36 €	614.500,00 €	10.000,00 kWh	33.000,00 l
1C + 4A	0,71 €	450.000,00 €	598.500,00 kWh	23.273,33 l
1C + 4B	0,58 €	1.027.000,00 €	200.000,00 kWh	23.273,33 l

Die geringsten Kosten pro Tonne verursacht dabei der Einsatz des Prallbrechers mit großem Zerkleinerungsverhältnis (1B + 4C). Bei einer jährlichen Produktion von 329.616 t ergibt diese Variante im Vergleich zum unveränderten Status quo (1A + 4A) eine Einsparung von 138.438,72 € pro Jahr. Die Investitionskosten amortisieren sich also schon nach 4,4 Jahren. Die Amortisationsdauern der anderen Varianten liegen zum Vergleich bei 13,5, 19,5 und 15,6 Jahren.

Durch mögliche zukünftige Veränderungen der Zinsen oder der Strom- und Dieselpreise könnten sich die Investitionskosten oder die Strom- und Dieselpreise und damit die Kosten pro Tonne verschieben. In Tabelle 5 sind die entsprechenden Auswirkungen dargestellt. Außerdem wird die Veränderung bei Verwendung der deutschen AfA-Tabellen für die Nutzungsdauern aufgezeigt.

Tabelle 5: Auswirkungen auf die Kosten des Brechablaufes

	1A + 4A	1A + 4B	1B + 4C	1C + 4A	1C + 4B
Keine Veränderung	0,78 €/t	0,65 €/t	0,36 €/t	0,71 €/t	0,58 €/t
Zinsen: 1 %	0,74 €/t	0,57 €/t	0,31 €/t	0,68 €/t	0,50 €/t
Zinsen: 11 %	0,81 €/t	0,72 €/t	0,40 €/t	0,74 €/t	0,66 €/t
Strompreis: 0,10 €/kWh	0,60 €/t	0,58 €/t	0,35 €/t	0,53 €/t	0,52 €/t
Strompreis: 0,40 €/kWh	1,14 €/t	0,77 €/t	0,36 €/t	1,07 €/t	0,70 €/t
Dieselpreis: 0,45 €/l	0,75 €/t	0,61 €/t	0,31 €/t	0,68 €/t	0,55 €/t
Dieselpreis: 1,80 €/l	0,84 €/t	0,71 €/t	0,45 €/t	0,77 €/t	0,64 €/t
Deutsche AfA-Tabellen	0,88 €/t	0,85 €/t	0,50 €/t	0,81 €/t	0,78 €/t

Die Zinsen wurden – von standardmäßigen 6 % – auf 1 % und 11 % verändert, der Strom- und der Dieselpreis jeweils einmal halbiert und einmal verdoppelt.

Es zeigt sich, dass die Kosten bei solchen Veränderungen zwar stark schwanken, die Variante 1B + 4C aber immer die deutlich günstigste ist. Auch bei Verwendung der deutschen AfA-Tabellen verursacht diese Variante die geringsten Kosten.

Finanziell gesehen ist die Option 1B + 4C also die beste Möglichkeit.

Der Dieselbedarf ist bei dieser Variante allerdings höher, wodurch auch die Emissionen steigen würden. Durch den Entfall des Radladers im Kalksteinzwischenlager sollte dieser Unterschied allerdings bereits ausgeglichen werden. Auch die weitere Förderung wird – wenn nicht wieder SLKW eingesetzt werden – einen deutlich geringeren Dieselbedarf aufweisen. Dadurch werden die

Gesamtemissionen – wie es der Vertrag mit der Gemeinde (siehe Kapitel 3.1.3) verlangt – nicht erhöht.

Der Stromverbrauch ist im Vergleich zu den anderen Varianten mit 10.000 kWh pro Jahr fast vernachlässigbar.

Das Risiko für Verstopfungen des Sturzschachtes und anderer Anlagen ist – wie schon erwähnt – durch den höheren Feingutanteil relativ hoch. Vonseiten der SPZ werden hier trotzdem keine großen Probleme erwartet.

Daher wird diese Variante empfohlen, wodurch sich die Zahl der möglichen Kombinationen auf fünf verringert.

6.2 Förderablauf

Die fünf verbleibenden Kombinationen unterscheiden sich nur in der Art der Förderung und in der Stollenführung. In Tabelle 6 sind diese Varianten mit ihren Daten zusammengefasst. Zum Vergleich ist dabei auch die unveränderte Variante AAAA angegeben.

Tabelle 6: Kosten, Strom- und Dieserverbrauch der verbleibenden Varianten

Variante	Kosten pro Tonne	Investitionen	Strombedarf pro Jahr	Dieselbedarf pro Jahr
AAAA	1,94 €	1.340.000,00 €	599.078 kWh	98.282 l
BBAC	2,04 €	6.259.500,00 €	15.000 kWh	82.400 l
BBBC	1,82 €	5.606.422,00 €	15.000 kWh	59.600 l
BBCC	2,06 €	6.411.500,00 €	15.000 kWh	71.000 l
BCDC	2,21 €	9.109.500,00 €	91.000 kWh	33.000 l
BDEC	2,09 €	9.075.885,20 €	90.000 kWh	33.000 l

Deutlich erkennbar ist, dass die Variante BBBC (mit Spezial-LKW) die niedrigsten Betriebs- und Investitionskosten aufweist. Auch der Stromverbrauch ist bei den drei (S)LKW-Varianten am geringsten. Der Dieserverbrauch wiederum ist naturgemäß bei den mit Strom betriebenen Stetigförderern am kleinsten.

In Tabelle 7 werden wieder die Auswirkungen von Veränderungen der Zinsen oder des Strom- oder Dieselpreises sowie der Verwendung der deutschen AfA-Tabellen gezeigt.

Tabelle 7: Auswirkungen auf die Kosten der Varianten

	AAAA	BBAC	BBBC	BBCC	BCDC	BDEC
Keine Veränderung	1,94 €/t	2,04 €/t	1,82 €/t	2,06 €/t	2,21 €/t	2,09 €/t
Zinsen: 1 %	1,76 €/t	1,57 €/t	1,40 €/t	1,58 €/t	1,51 €/t	1,45 €/t
Zinsen: 11 %	2,11 €/t	2,51 €/t	2,24 €/t	2,54 €/t	2,90 €/t	2,74 €/t
Strompreis: 0,10 €/kWh	1,75 €/t	2,03 €/t	1,81 €/t	2,05 €/t	2,18 €/t	2,07 €/t
Strompreis: 0,40 €/kWh	2,30 €/t	2,05 €/t	1,83 €/t	2,07 €/t	2,26 €/t	2,15 €/t
Dieselpreis: 0,45 €/l	1,80 €/t	1,92 €/t	1,74 €/t	1,96 €/t	2,16 €/t	2,05 €/t
Dieselpreis: 1,80 €/l	2,20 €/t	2,26 €/t	1,98 €/t	2,25 €/t	2,30 €/t	2,18 €/t
Deutsche AfA- Tabellen	3,32 €/t	3,74 €/t	2,91 €/t	3,87 €/t	4,31 €/t	3,67 €/t

Die Betriebskosten der Variante BBBC sind bei allen Veränderungen der Zinsen bzw. der Strom- oder Dieselpreisen die deutlich niedrigsten. Sie sind auch nur bei

sehr hohen Zinsen oder einem starken Rückgang des Strompreises höher als die der unveränderten Variante.

Noch günstiger wäre natürlich die Beibehaltung des Kalksteinzwischenlagers mit einem Umstieg von SLKW auf Spezial-LKW. Diese Option wurde aber nicht betrachtet, weil die Vorgabe, das Kalksteinzwischenlager zu umgehen, dabei nicht eingehalten wird.

Bei Verwendung der deutschen AfA-Tabellen zeigen sich durch die kürzeren Nutzungsdauern die Unterschiede noch deutlicher. Die günstigste Variante ist auch hier BBBC.

Bei den beiden Varianten mit Stetigförderung ist durch den fast gleich hohen Verbrauch von Strom und Diesel, aber verschiedenen hohe Investitionskosten (in Verbindung mit unterschiedlichen Nutzungsdauern) die Variante BDEC mit durchgehendem Förderband die günstigere. Auch Variationen der Zinsen oder der Strom- oder Dieselposten ändern das nicht.

Auf Basis dieser Ergebnisse werden also die Varianten BBBC und – falls eine Stetigförderung erwünscht ist – BDEC empfohlen.

7 Genauere Beschreibung der besten Varianten

Im Kapitel 6 haben sich als beste Optionen für die Neuausrichtung des Brech- und Förderablaufes die Varianten BBBC (Förderung mit Spezial-LKW) und BDEC (stetige Förderung mit Förderband) herausgestellt. Diese sollen in diesem Kapitel genauer beschrieben werden.

7.1 Förderung mit Spezial-LKW

7.1.1 Beschreibung des Ablaufes



Abbildung 32: Variante BBBC (tirismaps, 23.03.2017)

7.1.1.1 Abbau und Förderung zum Primärbrecher

Da dieser Teil der Förderkette nicht Teil der Neuausrichtung ist, ändert sich hier nichts. Das gesprengte Hauwerk wird weiterhin mit den Radladern und dem knickgelenkten SLKW zum Primärbrecher gebracht.

7.1.1.2 Primärbrecher

Der Primärbrecher wird durch einen raupenmobilen Prallbrecher mit hohem Zerkleinerungsverhältnis und Kreislaufzerkleinerung ersetzt. Für einen solchen Brecher liegt ein Angebot vor (Metso Minerals Inc., 2016).

Dieser Prallbrecher hat einen Aufgabebunker mit 6 m³ Volumen, eine Aufgabehöhe von 3.635 mm und eine maximale Aufgabekorngröße von 1.320 x 900 mm. Die Maschenweite des Vorsiebes beträgt 35 mm. Diese müsste noch auf 100 mm geändert werden, um den Brecher zu entlasten und übermäßigen Anfall von Feinkorn zu vermeiden.

Der integrierte Dieselgenerator liefert eine Leistung von bis zu 450 kVA. Die Masse des Brechers inklusive Sieb und Rücklaufförderband beträgt ca. 47.500 kg.

Der Brecher hat eine Transportlänge von 17,2 m, was für die Zufahrtsstraße zum oberen Steinbruch zu viel ist. Daher müsste er zerlegt und nach dem Transport im Steinbruch wieder aufgebaut werden.

Das Austragsförderband könnte – wie beim derzeitigen Brecher – ausgebaut werden, um den Dieserverbrauch und die möglichen Probleme zu reduzieren. Das Material würde dann direkt in den Sturzschaft fallen, wie dies auch jetzt der Fall ist.

Durch die höhere mögliche Aufgabekorngröße wird sich die notwendige Zerkleinerung von Knäppern stark reduzieren. In geringerem Ausmaß wird sie jedoch weiterhin stattfinden müssen.

7.1.1.3 Sturzschacht

Beim Sturzschacht sollte sich nichts ändern, er wird weiterhin so wie bisher betrieben. Falls es durch die kleinere Korngröße des Materials häufiger zu Verstopfungen kommt als bisher, müsste ausprobiert werden, dies durch Veränderungen an Aufgabe und Abzug auszuschließen oder zumindest zu reduzieren.

7.1.1.4 Andreastollen

Wie schon erwähnt, wird im Andreastollen eine Bandschleife in das Förderband eingebaut. Wie diese im Schnitt ungefähr aussieht, ist auf Abbildung 33 zu sehen.

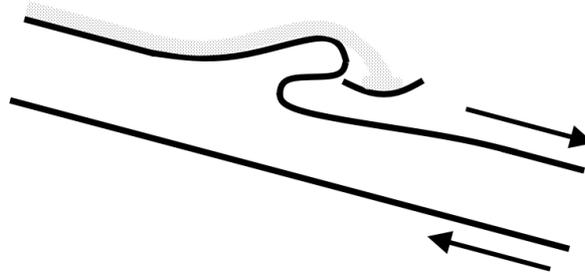


Abbildung 33: Skizze Förderbandschleife

Von der Schleife fällt das Material auf eine Rutsche, die neben das Förderband führt. Diese Rutsche kann aus dem Materialfluss geschwenkt werden, wodurch das Material wieder auf das Förderband fällt, damit es bei Problemen bei der weiteren Förderung auch in Zukunft zum Kalksteinzwischenlager gefördert werden kann.

Damit der Andreastollen weiterhin für Fahrzeuge zugänglich bleibt, könnte die Rutsche auf der der Fahrbahn gegenüberliegenden (nördlichen) Seite auf ein Förderband führen. Dieses würde unter dem jetzigen Förderband und unter der Fahrbahn (mit Stahlplatten abgedeckt) zum neuen Sturzschacht verlaufen.

Im Richtpreisangebot, das für die Kostenberechnung verwendet wurde (BT-Wolfgang Binder, 2016), ist stattdessen ein verfahrbares Förderband vorgesehen. Mit diesem wäre aber der Zugang zumindest mit Fahrzeugen im laufenden Betrieb nicht möglich. Die Kosten für das unter der Fahrbahn verlaufende, nicht verfahrbare Förderband werden ähnlich hoch eingeschätzt.

Eine Möglichkeit, bei der kein Förderband benötigt würde, wäre eine weitere Rutsche, die unter dem Andreastollen durch- und direkt in den Sturzschacht führt. Da diese Rutsche aber ein hohes Gefälle aufweisen müsste, würden dadurch einige Meter der Sturzschachthöhe verloren gehen.

7.1.1.5 Neuer Sturzschacht

Der neue Sturzschacht kann gebaut werden, nachdem der neue Stollen und ein kurzer Querschlag im Andreastollen fertiggestellt sind. Der Höhenunterschied soll dabei 30 m betragen. Der geplante Durchmesser beträgt 7 m, wodurch sich bei einem kreisförmigen Querschnitt ein Volumen von 1.155 m³ ergibt. Da der Raum oben und beim Abzug nicht vollständig ausgenutzt werden kann, sollte mit einer nutzbaren Kapazität von etwas unter 1.000 m³ gerechnet werden.

Der Querschlag wird sich dort befinden, wo sich im Grundriss gesehen der Andreastollen und die 1.000-m-Höhenlinie kreuzen. An dieser Stelle befindet sich die Stollensohle auf ca. 770 m Höhe.

Der Schacht könnte durch die hohe Gebirgsfestigkeit direkt neben dem Stollen platziert werden. Zur Sicherheit sollte aber ein Abstand von ca. 3 m gewählt werden. Der Querschlag, der angesichts seiner Maße eher eine Kammer sein wird, weist daher eine Länge von mindestens 10 m und eine Breite von

mindestens 7 m auf. Die Breite muss dabei nur direkt über dem Schacht so groß sein.

Eine ebenso große Kammer muss auch beim neuen Stollen für den Schachtfuß gebaut werden. Der Schacht selbst kann dann durch Langlochsprengen gebaut werden. Dafür könnte zur Reduktion der Kosten eine Bohrmaschine aus dem Steinbruch eingesetzt werden.

Diese Schachtbaumethode besteht darin, dass von der oberen Kammer mit hoher Genauigkeit parallele Löcher bis zur unteren Kammer gebohrt werden. Diese werden dann von oben in mehreren Abschnitten geladen und gesprengt. (Tuck, M., 2011)

Für den Schachtabzug gibt es viele Möglichkeiten. Beim bestehenden Sturzschacht wird eine Vibrationsförderrinne eingesetzt, was beim neuen Schacht ebenfalls möglich wäre und im Richtpreisangebot auch so enthalten ist. Dafür müsste der Querschnitt des Schachtes aber unten spitz zusammenlaufen, wodurch ein großes Volumen verloren geht und Verstopfungen wahrscheinlicher werden.

Daher wird ein linienförmiger Abzug vorgeschlagen, bei dem zwei oder drei Räumräder (je nach Größe der Räder) nebeneinander eingesetzt werden, die das Material direkt auf das Förderband fallen lassen. Solche Räumräder gäbe es in einem anderen Betrieb der Rohrdorfer-Gruppe, in dem sie nicht benötigt werden, wodurch sich die Investitionskosten verringern würden. Ansonsten werden bei dieser Abzugsmethode ähnlich hohe Kosten, aber eine längere Lebensdauer als bei einer Vibrationsförderrinne erwartet.

7.1.1.6 Neuer Stollen

Um den neuen Stollen herzustellen, muss zuerst eine etwa 50 m lange Straße errichtet werden, die von der Zufahrtsstraße zum oberen Steinbruch abzweigt. Für

diese muss der Schutzdamm, der gegen Steinschlag errichtet wurde, etwas verkürzt werden; dieser ist aber ohnehin länger als notwendig.

Der Stollen wird konventionell gesprengt und sollte ein ähnliches Profil aufweisen wie der Andreastollen (5,5 m Breite, 3,5 bis 5 m Höhe). Der Bereich des Stollens in der Nähe des Mundloches liegt schon im Dolomitgestein, sodass dort möglicherweise umfangreichere Ausbaumaßnahmen notwendig sind als im Kalk.

Die schräge Länge des Stollens beträgt ca. 310 m, das Gefälle durchschnittlich ca. 20 %.

Der neue Stollen soll mit dem Andreastollen verbunden werden, damit dieser auch zugänglich bleibt, während im oberen Steinbruch gearbeitet wird. Um die Höhendifferenz von 30 m mit einer für Fahrzeuge befahrbaren Steigung von ca. 25 % zu überwinden, muss die Verbindungsstrecke eine Länge von ungefähr 120 m aufweisen. Damit nur ungefähr die Hälfte dieser Strecke neu gebaut werden muss, soll sie direkt beim Sturzschacht abzweigen und in dieselbe Himmelsrichtung führen wie der Andreastollen. Dadurch ist mit einer relativ flachen Kurve bei der Einmündung in den Andreastollen nur eine ca. 70 m lange neue Strecke notwendig.

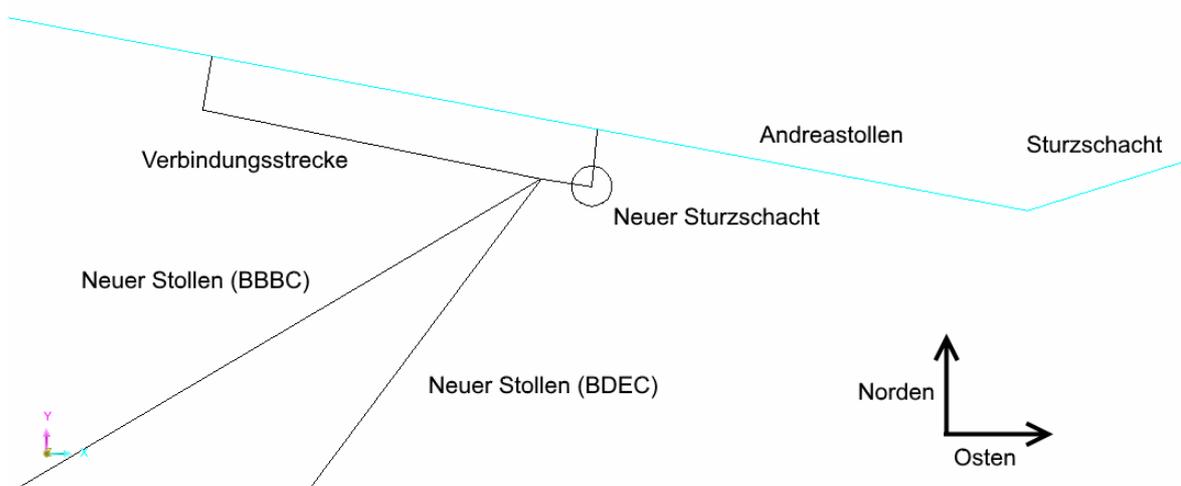


Abbildung 34: Skizze Untertagebauwerke – Ansicht von oben

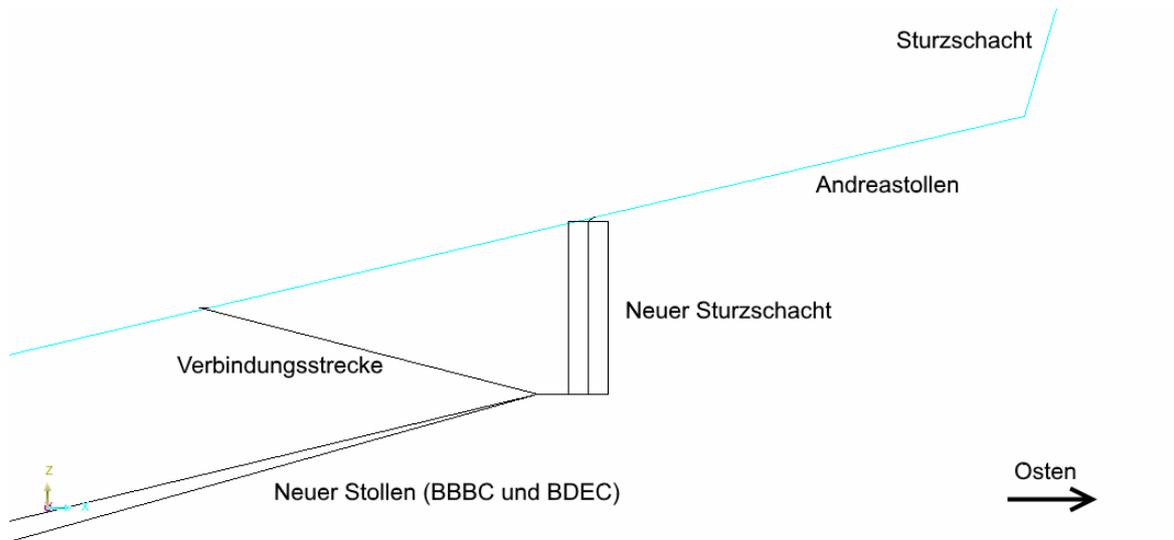


Abbildung 35: Skizze Untertagebauwerke – Ansicht von Süden

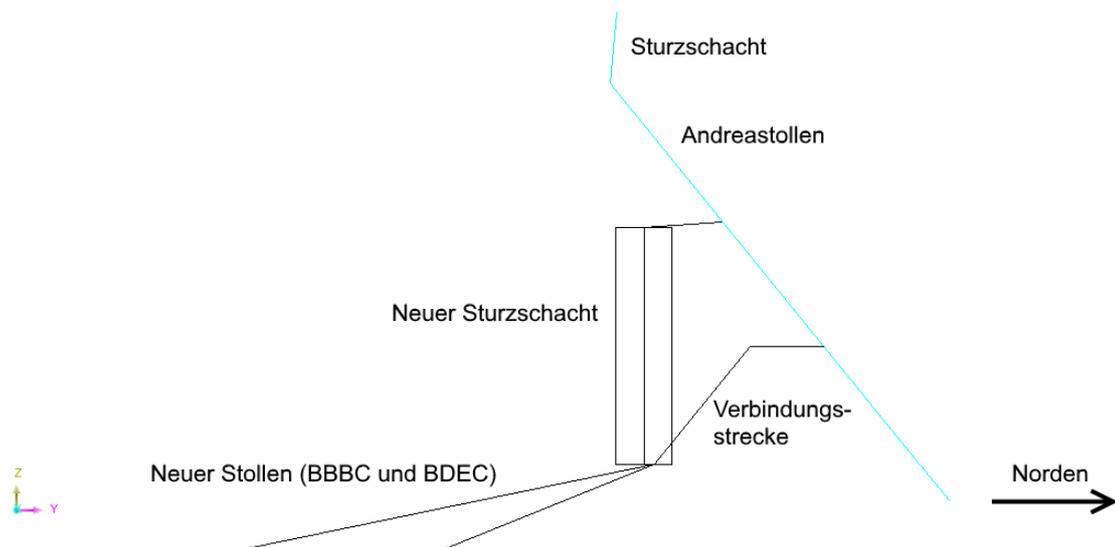


Abbildung 36: Skizze Untertagebauwerke – Ansicht von Osten

Abbildung 34, Abbildung 35 und Abbildung 36 zeigen den Sturzschacht näherungsweise durch die Mittellinie seines Profils und den Andreastollen durch die ungefähre Mittellinie der Sohle. Die neuen Stollen und Strecken sind ebenfalls durch die jeweilige Mittellinie ihrer Sohle dargestellt. Beim neuen Sturzschacht ist auch der Querschnitt zu sehen. Diese Abbildungen sind nur als grobe Skizzen zur Veranschaulichung der räumlichen Lage der Untertagebauwerke gedacht.

Das Förderband im neuen Stollen benötigt eine Kapazität von 500 t/h, damit eine kontinuierliche Förderung möglich ist. Durch die maximale Korngröße von 100 mm

wäre auch ein schmaleres Band möglich; damit es aber nicht mit einer zu hohen Geschwindigkeit laufen muss, wird ein 800 mm breites Band empfohlen – die gleiche Breite wie im Andreastollen.

Anders als im Andreastollen sollte das Förderband im neuen Stollen an der Firste aufgehängt werden, statt auf der Sohle zu stehen, damit der Bereich unter dem Förderband besser zugänglich ist, um Verschmutzungen beseitigen zu können.

7.1.1.7 Gitterträger und LKW-Verladung

Das Förderband aus dem neuen Stollen muss nach dem Mundloch noch ca. 100 m bis zur LKW-Verladung weiterlaufen. Um das Gelände auszugleichen und die Höhe des Verladesilos zu erreichen, muss es dafür auf einer Gitterträgerkonstruktion stehen. Bei dieser Variante müssen keine Straßen und auch keine sonstige Infrastruktur gekreuzt werden, nur der Steinschlagschutzdamm muss überwunden werden.

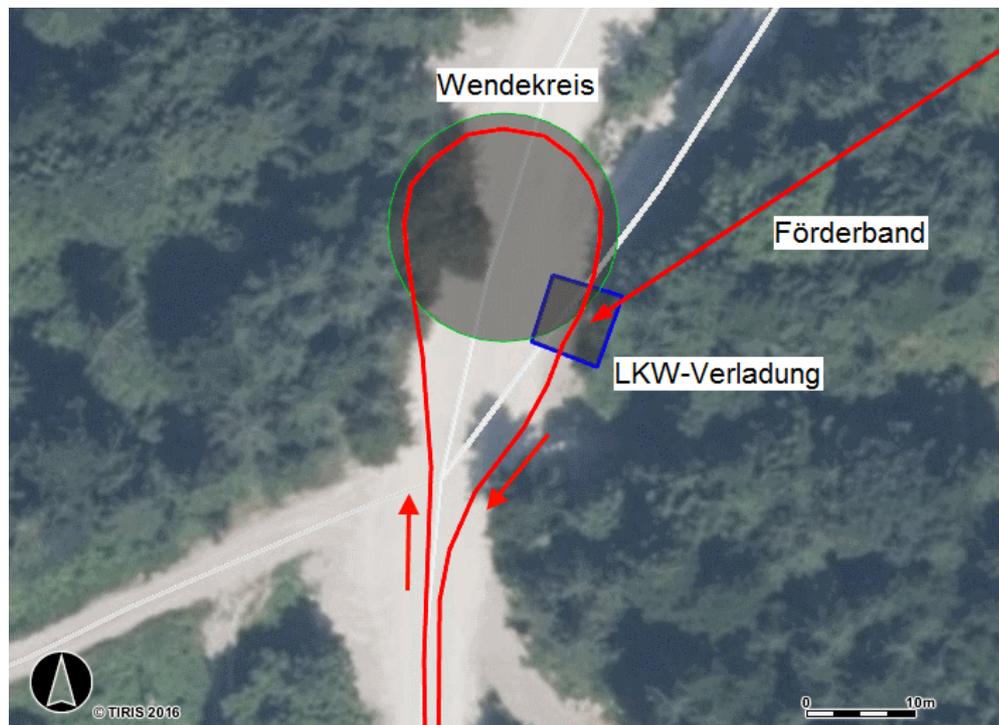


Abbildung 37: LKW-Verladung und Umkehrplatz (tirismaps, 25.03.2017)

Die LKW-Verladeanlage könnte aus einem Silo und einem Dosierband bestehen, die auf einer Stahlkonstruktion stehen, sodass LKW darunter durchfahren können.

Diese Konstruktion soll so dimensioniert werden, dass nicht nur die Spezial-LKW genügend Platz haben, sondern auch starre und knickgelenkte SLKW, die teilweise deutlich größere Abmessungen aufweisen. Dadurch kann der Ablauf in Zukunft einfacher umgestellt werden, falls es mit den Spezial-LKW unerwartete Probleme gibt.

Die Abmessungen des gewählten Spezial-LKW (Iveco Astra HD9 Euro 3) belaufen sich auf 2.500 mm Breite ohne Rückspiegel und 3.750 mm Höhe inklusive Überroll- und Steinschlagschutz (Iveco Astra, 2016).

Der starre SLKW Caterpillar 770G mit einer ähnlichen Nutzlast (38,2 t) hat eine „Breite im Einsatz“ von 4.780 mm und eine Höhe von 3.857 mm (Caterpillar, 2014).

Der knickgelenkte SLKW Volvo A40G mit 39 t Nutzlast ist ohne Rückspiegel 3.433 mm breit und 3.769 mm hoch.

Die Durchfahrt muss also zumindest 4 m hoch und 5 m breit sein, damit auch SLKW eingesetzt werden können.

Der Silo soll als Puffer zwischen der Band- und der LKW-Förderung wirken. Im normalen Betrieb sollte die Transportleistung der LKW mit 500 t/h gleich hoch sein wie die des Bandes. Daher ist kein besonders großer Silo erforderlich – vorgeschlagen wird ein Silo mit einem Volumen von ungefähr 100 m³. Dieser soll im Durchschnitt nur zu ca. einem Drittel gefüllt sein, damit bei ungeplanten Verzögerungen in der LKW-Förderung nicht gleich das Förderband gestoppt werden muss.

Ein geeigneter Silo wäre zum Beispiel ein werksgeschweißter Normsilo von Kurz Silosysteme mit 96 m³ Volumen und einer Konusneigung von 54° (Wilhelm Kurz & Söhne GmbH & Co. KG, 2001). Dieser erreicht eine Gesamthöhe von 9.650 mm; mit der Stahlkonstruktion für die LKW-Durchfahrt und der Beladeanlage ergibt sich damit eine Gesamthöhe von ca. 15 m. Auf dieser Höhe muss sich auch die Übergabe des Förderbandes in den Silo befinden.

Der Austrag aus dem Silo soll mit einem Dosierband erfolgen. Damit sind hohe Förderleistungen bei einer relativ hohen Genauigkeit der Dosierung möglich. Eine geeignete Leistung wären 1.000 t/h, damit wäre ein LKW mit 38,8 t Nutzlast nach ca. 2:20 min befüllt.

Zur Vermeidung großer Staubentwicklung muss eine Entstaubungsanlage in Kombination mit einem ausfahrbaren Verladestutzen, wie zum Beispiel dem Stanelle Schotterbelader JBM Rondo DN 800, eingesetzt werden. Dieser ist für Förderleistungen von bis zu 800 m³/h geeignet und lässt sich an eine Entstaubungsanlage anschließen. Durch einen integrierten Füllstandsmelder kann vermieden werden, dass der LKW zu hoch beladen wird. (BS Vertriebsbüro GmbH, 2015)

Bei entsprechender Programmierung kann die Verladung so weit automatisiert werden, dass der LKW-Fahrer nur mehr unter die Anlage und während der Verladung ein- oder zweimal vorwärts fahren muss.

Da der Trend in Richtung selbstfahrender LKW geht (siehe Kapitel 4.2.5), könnte schon in wenigen Jahren die gesamte LKW-Förderung inklusive Verladung automatisiert ablaufen. Durch die immer gleiche Förderstrecke wäre die Automatisierung vergleichsweise einfach. Dadurch würden die Kosten noch einmal deutlich reduziert.

7.1.1.8 LKW-Förderung auf der Förderstraße

Spezial-LKW werden von einigen Herstellern angeboten, zum Beispiel Renault (K-Serie), Iveco (Astra) und Tatra (Phoenix). Wichtig für den Einsatz in Bad Häring sind eine hohe Robustheit (mit einer Mulde aus Stahl) und eine ausreichend hohe Nutzlast. Die höchsten Nutzlasten können mit den Iveco-Astra-LKW erreicht werden, außerdem sind sie – laut Herstellerangaben anders als die Konkurrenzprodukte – keine umgebauten Straßen-LKW, sondern extra für diesen Einsatz gebaut. Daher werden diese LKW empfohlen.

Die benötigte Nutzlast errechnet sich aus der Umlaufzeit eines LKW. Die Förderleistung soll möglichst genau 500 t/h betragen, damit die Förderbänder vor und nach der LKW-Förderung ohne Pausen und ohne Überlastung durchlaufen können.

Die Länge der Förderstrecke beträgt pro Richtung ca. 1.340 m. Für die Leerfahrt wird eine Durchschnittsgeschwindigkeit von 25 km/h angenommen, das ergibt eine Dauer von 3,2 min. In die andere Richtung wird mit nur 15 km/h als Durchschnittsgeschwindigkeit gerechnet, damit dauert sie 5,4 min. In der Realität ist die Geschwindigkeit wahrscheinlich auch im beladenen Zustand nicht so gering.

Die Kippzeit beträgt laut Angebot 0,5 min, mit Rangieren etc. wird dafür 1 min veranschlagt.

Die Beladung dauert inklusive Rangieren geschätzte 4 min.

In Summe ergibt sich damit eine Umlaufzeit von 13,6 min, das entspricht 4,41 Umläufen pro Stunde. Für eine Förderleistung von 500 t/h mit drei LKW ist die benötigte Nutzlast somit 37,8 t.

Empfohlen wird daher der Iveco Astra HD9 84.48 Euro 3 8x4. Dieser weist eine Nutzlast von 38,8 t bei einer Geschwindigkeit bis 30 km/h auf, laut Hersteller ist auch eine zusätzliche Überladung ohne Probleme möglich.

Bei Ausfall eines LKW kann die Förderung mit geringerer Kapazität fortgesetzt werden. Dabei muss entweder die Abzugsanlage im neuen Sturzschaft langsamer laufen, wodurch die Kapazität der Förderbänder nicht mehr ausgenutzt wird, oder die Förderbänder im Stollen und nach dem Hammerbrecher müssen immer wieder aus- und eingeschaltet werden.

Im Iveco Astra HD9 integriert ist ein Überroll- und Steinschlagschutz (ROPS-FOPS), die Eigenmasse des LKW beläuft sich auf 21,2 t.

Der Durchmesser des Wendekreises beträgt 21,5 m, der Umkehrplatz bei der Verladung muss also eine entsprechende Größe haben. Dafür sind nur kleine Erdarbeiten und die Rodung weniger Bäume notwendig; die Straße wird ohnehin neu asphaltiert.

Um die Straße wieder in einen besseren Zustand zu versetzen, muss der Asphalt abgefräst und neuer Asphalt möglichst in dickerer Stärke als bisher wieder aufgetragen werden.

7.1.1.9 Hammerbrecher

Der Aufgabebunker des Hammerbrechers wird weiterhin benützt, auch der Plattenförderer soll unverändert weiter in Betrieb bleiben, um die kontinuierliche Aufgabe auf das Förderband sicherzustellen. Bis auf den Ausbau der Rotoren und des Rostes muss beim Hammerbrecher somit voraussichtlich nichts verändert werden. Es wird sich zeigen, wie stark die Staubentwicklung bei dieser Übergabestelle ausfallen wird und ob der Betrieb der Entstaubungsanlage weiterhin notwendig ist.

7.1.1.10 Weitere Förderung

Die weitere Förderung läuft unverändert weiter wie bisher. Die einzige größere Veränderung ist die höhere maximale Korngröße von 100 mm statt 70 mm. Das sollte aber keine Probleme verursachen, sobald das Becherwerk bei der Bahnentladung im Zementwerk in Rohrdorf ausgetauscht ist.

Möglicherweise enthält das Produkt durch den Prallbrecher auch mehr Feinkorn als bisher, was – wie in der gesamten Förderkette – zu erhöhten Ablagerungen führen könnte.

7.1.2 Umstellung auf den neuen Ablauf

Um den laufenden Betrieb möglichst nicht einzuschränken, sollten nach der Detailplanung aller Anlagen zuerst die untertägigen Bauwerke errichtet werden.

Dabei muss zuerst die Straße zum Mundloch des neuen Stollens gebaut und dann der Stollen vorgetrieben werden. Währenddessen könnten schon der Querschlag im Andreastollen und die Verbindung der beiden Stollen hergestellt werden. Kostengünstiger wäre es aber wahrscheinlich, dies erst im zweiten Schritt durchzuführen, weil sonst die Geräte und die Vortriebsmannschaft in zweifacher Ausführung benötigt werden. Parallel dazu können der Umkehrplatz und die LKW-Verladung errichtet werden.

Nach Fertigstellung des Stollens und des Querschlages können der Schacht gesprengt und anschließend die untertägige Fördertechnik installiert werden. Die Gitterträger vom Mundloch zur LKW-Verladung könnten schon davor errichtet werden.

Für die Erneuerung des Asphaltens auf der Förderstraße ist es wahrscheinlich notwendig, die Förderung für einige Tage stillstehen zu lassen. Auch der Einbau der Bandschleife im Andreastollen und der Umbau des Hammerbrechers haben einen Stillstand zur Folge. Diese drei Schritte sollten daher zur Minimierung der Stillstandzeit gleichzeitig durchgeführt werden.

Da die LKW-Verladung auch für SLKW geeignet ist, müssten diese nicht sofort ersetzt werden, sondern könnten theoretisch noch weiter betrieben werden, bis ein Defekt auftritt, der nicht mehr wirtschaftlich reparierbar ist. Durch die doch deutlich höheren Betriebskosten der SLKW ist aber ein baldiger Austausch vorteilhaft.

7.2 Stetige Förderung mit Förderband

7.2.1 Beschreibung des Ablaufes

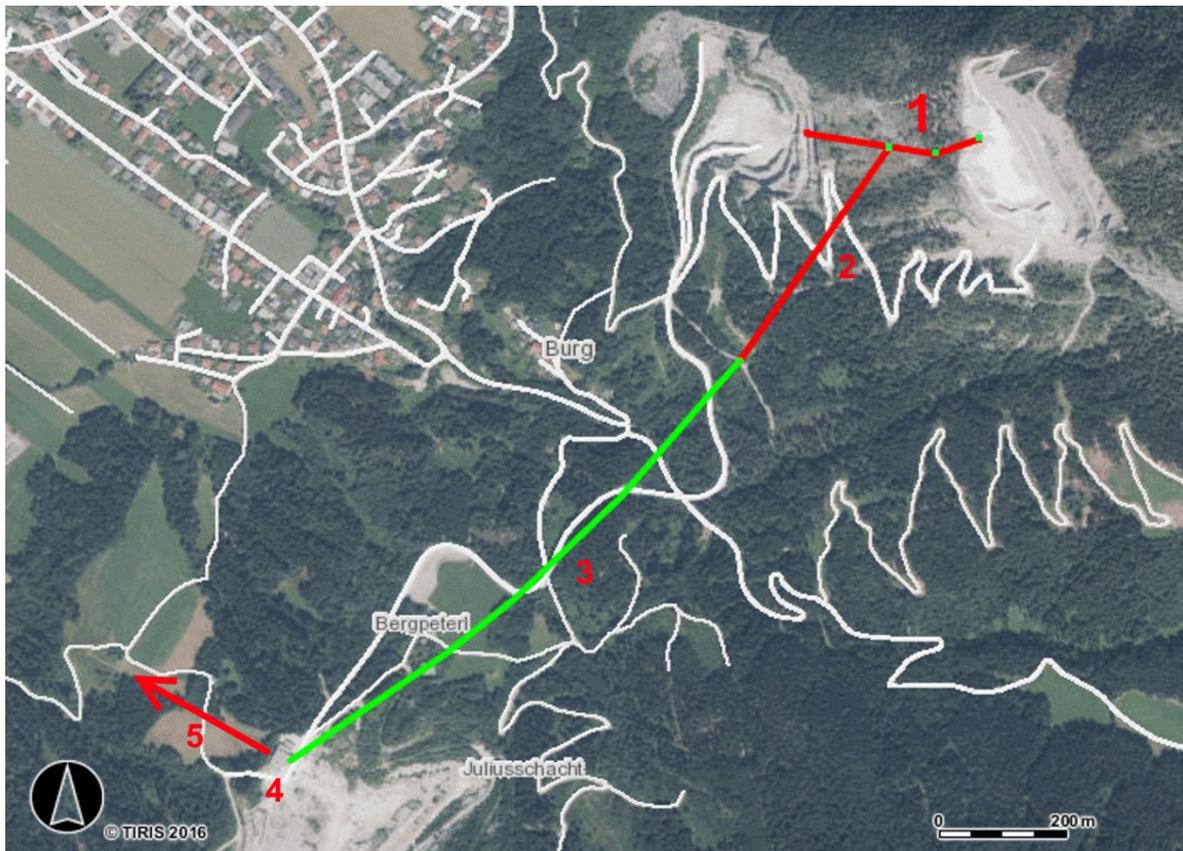


Abbildung 38: Variante BDEC (tirismaps, 25.03.2017)

7.2.1.1 *Abbau, Förderung zum Primärbrecher, Primärbrecher, Sturzschacht, Andrestollen, neuer Sturzschacht*

Der Punkt 1 ist mit den Punkten 1 bis 5 der Variante BBBC identisch.

7.2.1.2 Neuer Stollen

Das Mundloch des neuen Stollens befindet sich in dieser Variante direkt neben der bereits existierenden Straße, die zum Steinschlagschutzdamm führt.

Der Stollen wird großteils genauso wie der Stollen der Variante BBBC gebaut, er ist jedoch länger und führt auch über eine längere Distanz durch Dolomitgestein, in dem möglicherweise umfangreichere Ausbaumaßnahmen erforderlich sind.

Die Überlagerung steigt auf den ersten Metern nur langsam an (siehe Abbildung 27), dadurch muss ein kleiner Teil des Stollens im Bereich des Mundloches wahrscheinlich in offener Bauweise vorgetrieben werden. Dieser Einschnitt kann eventuell offen stehen bleiben, falls dies aber nicht möglich ist, muss ein Gewölbe aus Stahlbeton gebaut und das Gelände wiederhergestellt werden. Um die Länge dieses Abschnittes zu reduzieren, könnte der Stollen dort annähernd horizontal verlaufen und danach einen Knick machen.

Der Stollen erreicht inklusive dieses offen zu bauenden Abschnittes eine schräge Länge von ca. 420 m. Das Gefälle des Stollens beträgt durchschnittlich 16 %.

Auch bei dieser Variante soll der neue Stollen mit dem Andreastollen verbunden werden. Dies kann auf die gleiche Weise durchgeführt werden wie bei der anderen Variante.

7.2.1.3 Förderband

Das Förderband führt in dieser Variante direkt vom neuen Sturzschaft zum Hammerbrecher. Die Planung der Trasse wurde bei der Anfrage nach einem Angebot BT-Wolfgang Binder überlassen. In Abbildung 38 entspricht die Trasse ziemlich genau der im Richtpreisangebot vorgeschlagenen Trasse. Abbildung 39 zeigt den Verlauf des Förderbandes in der Ansicht von Nordwesten.

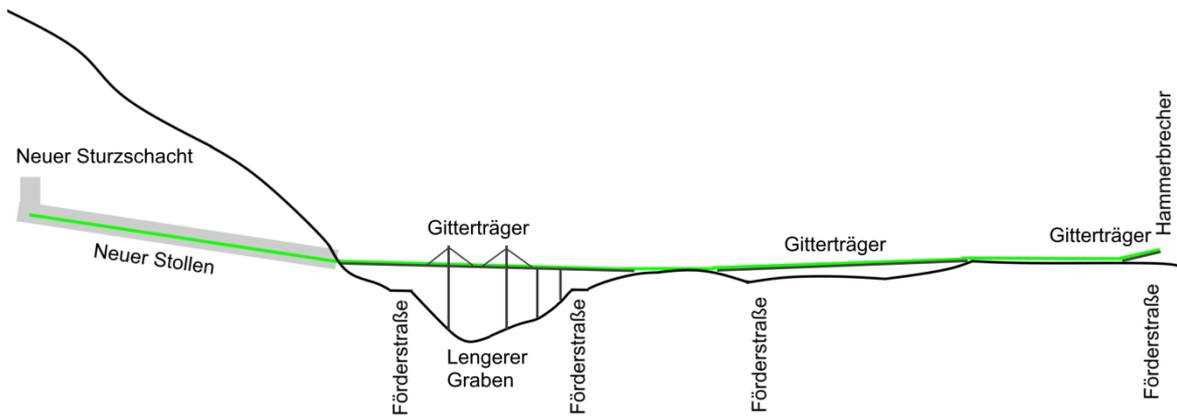


Abbildung 39: Skizze Förderband (nach BT-Wolfgang Binder, 2017)

In der vorgeschlagenen Trasse sind die letzten 66 m des Stollens mit einem 700 m großen Radius leicht gebogen. Da sich seit der Anfrage die geplante Lage des Stollens etwas geändert hat, nicht aber die des Mundloches, sollte jetzt ein (zumindest annähernd) gerader Stollen möglich sein. Nach dem untertägigen Abschnitt setzt sich die insgesamt 262 m lange Kurve zunächst fort. Danach folgen ein 302 m langes gerades Stück, dann wieder eine Kurve mit einem Radius von 1.200 m und einer Länge von 223 m und schließlich ein 250 m langer gerader Abschnitt.

Dabei führt das Förderband vom Mundloch weg auf Gitterträgern über den Lengerer Graben, in dem zwei große Pylonstützen mit Abspannungen und zwei kleinere Stützpfiler errichtet werden müssen. Dabei wird die Förderstraße zweimal in einer Höhe von mehr als 10 m überquert. Danach verläuft das Band auf einer kurzen Strecke auf dem Boden aufgestellt auf der südöstlichen Seite der Förderstraße, bevor diese – wieder auf Gitterträgern – noch zweimal gekreuzt wird. Auf dem Weg über die Wiese beim Bergpeterl-Hof steht das Band weiter auf Gitterträgern, bevor es bergab bis fast zum Hammerbrecher wieder auf dem Boden verläuft. Kurz vor dem Hammerbrecher befinden sich dann bis zum Abwurf wieder Gitterträger, damit die Durchfahrt unter dem Förderband möglich ist. (BT-Wolfgang Binder, 2017)

Bei allen Überquerungen der Förderstraße und auch über der Straße im Lengerer Graben müssen Fangnetze installiert werden.

Die Trasse entspricht der Anforderung, dass das bergschadengefährdete Gebiet umgangen werden muss.

In der Vorbereitung der Förderbandtrasse müssen bei einer geschätzten Trassenbreite von 6 m ca. 2,5 ha Wald gerodet werden. Dafür muss um eine Genehmigung angesucht werden.

Das Förderband hat laut Richtpreisangebot eine Breite von 1.000 mm, bei der Anfrage wurde allerdings noch von einer maximalen Korngröße von 300 mm ausgegangen. Es wäre also auch gut möglich, ein Band mit einer Breite von 800 mm zu wählen, ein großer Kostenunterschied wird aber nicht erwartet.

Die Antriebsstation ist im Richtpreisangebot am oberen Ende des Förderbandes geplant. Da der dort vorhandene Strom aber sehr begrenzt ist, sollte sie eher bei der Entladestation installiert werden, was technisch ohne Weiteres möglich ist. Das Förderband benötigt nur beim Anlaufen Energie, danach kann es durch die Abwärtsförderung im Generatorbetrieb laufen.

7.2.1.4 Hammerbrecher

Der Hammerbrecher wird auf dieselbe Weise umgebaut wie in der Variante BBBC. Dank der durchgehenden Bandförderung ist allerdings der Aufgabebunker nicht mehr erforderlich, sondern der Abwurf könnte direkt in den Hammerbrecher erfolgen. Damit aber bei Ausfall des Förderbandes oder bei Problemen mit dem neuen Sturzschaft nicht die gesamte Förderung stillsteht, sollte es weiterhin möglich sein, den Aufgabebunker mit (S)LKW zu benützen. Die Förderung müsste dann während der Reparaturarbeiten über das Kalksteinzwischenlager laufen.

7.2.1.5 Weitere Förderung

Für die weitere Förderung gilt dasselbe wie bei der Variante BBBC.

7.2.2 Umstellung auf den neuen Ablauf

Die Umstellung bei dieser Variante entspricht weitgehend jener der LKW-Variante. Nur die Errichtung der Straße zum Stollen und der LKW-Verladeanlage sowie die Anschaffung der LKW selbst sind nicht erforderlich.

Der obertägige Teil des Förderbandes oder zumindest die Fundamente, Stützpfeiler, Gitterträger und Fangnetze können schon vor der Fertigstellung der untertägigen Bauwerke gebaut werden.

Durch die Errichtung des Förderbandes sollte der Betrieb nicht oder nur sehr selten eingeschränkt werden. Dadurch gibt es nur eine kurze Unterbrechung beim Einbau der Bandschleife im Andreastollen und beim Umbau des Hammerbrechers.

7.3 Vergleich der beiden Varianten

Tabelle 8: Vergleich der Varianten BBBC und BDEC

	BBBC	BDEC
Investitionskosten	5.606.422,00 €	9.075.885,20 €
Kosten pro Tonne	1,82 €	2,09 €
Jährlicher Stromverbrauch	15.000 kWh	90.000 kWh
Jährlicher Dieserverbrauch	59.600 l	33.000 l
Insgesamt benötigte Arbeiter	11 (mit selbstfahrenden LKW 9)	9

Mögliche Probleme	Verstopfungen und Ablagerungen durch Feinkorn	Verstopfungen und Ablagerungen durch Feinkorn Fremdgrundstücke Sichtbarkeit Rodung
--------------------------	-----------------------------------------------	---------------------------------------------------------------------------------------------

In der Tabelle 8 werden noch einmal die beiden Varianten BBBC und BDEC verglichen. Die Investitionskosten sind bei der Variante BBBC weit geringer, und auch die Kosten pro Tonne fallen deutlich niedriger aus.

Auch der Stromverbrauch zeigt sich bei der Option BBBC niedriger, während der Dieserverbrauch und damit auch der gesamte Energiebedarf und die Emissionen sehr viel höher sind. Strom- und Dieserverbrauch sind aber bei beiden Varianten deutlich geringer als im Istzustand.

Bei der Variante BDEC werden zunächst zwei Arbeiter weniger benötigt, durch die Automatisierung der LKW-Förderung kann das aber mittelfristig höchstwahrscheinlich ausgeglichen werden.

Bei beiden Lösungsvorschlägen könnte es zu Problemen mit dem durch den Prallbrecher erhöhten Feinkornanteil kommen. Bei der stetigen Förderung kommt die Sichtbarkeit der Anlage und die dadurch mögliche Ablehnung durch die Anrainer dazu. Außerdem müssen Nutzungsrechte für die Grundstücke, über die das Förderband verläuft, ausgehandelt werden, und falls die Rodung der Trasse nicht genehmigt wird, kann das Förderband nicht errichtet werden.

8 Schlussfolgerung

Als Resultat auf Basis des Istzustandes, der betrieblichen, technischen und rechtlichen Vorgaben, der grundsätzlich für Hauwerk geeigneten Systeme, der daraus ermittelten möglichen Varianten und schließlich der Kostenberechnung und Gegenüberstellung dieser Varianten sind die zwei am besten umsetzbaren Lösungsvorschläge ermittelt worden.

Die allgemein kostengünstigste realisierbare Option (BBBC) ist der Ersatz beider Brecher durch einen mobilen Prallbrecher mit hohem Zerkleinerungsverhältnis, die Umgehung des Kalksteinzwischenlagers mit einem neuen Sturzschaft und Stollen und die Förderung auf der Förderstraße mit Spezial-LKW.

Die kostengünstigste Variante mit stetiger Förderung (BDEC) nutzt statt den LKW ein Förderband, das direkt vom neuen Sturzschaft zuerst durch einen etwas längeren Stollen und anschließend teilweise über Brücken zum dann inaktiven Sekundärbrecher führt.

Trotz der im Vergleich höheren Emissionen wird aufgrund der deutlich geringeren Kosten die Variante BBBC mit Spezial-LKW empfohlen.

Durch die höchstwahrscheinlich in naher Zukunft realisierbare Automation der LKW-Förderung können die Kosten sogar noch weiter reduziert werden.

9 Literaturverzeichnis

Beus, M., Pariseau, W., Stewart, B. und Iverson, S.: „Design of Ore Passes“, in: Hustrulid, W. und Bullock, R. (Hrsg.): „Underground Mining Methods“, SME, 2001

Böhm, A.: Folien zur Vorlesung „Grundzüge der Aufbereitung“, Montanuniversität Leoben, 2013

Bridgestone Corporation: „Pipe Conveyor Belt“, http://www.bridgestone.com/products/diversified/conveyorbelt/products/pipe_conveyor_belt.html, abgerufen am 29.03.2017

BS Vertriebsbüro GmbH: „Schotterbelader Typ Rondo DN 500, 600, 800“, 2015

BT-Wolfgang Binder: Richtpreisangebot für Umbau Förderband, Aufgabe und Abzug Sturzschaft und Förderband, mehrere Varianten, 2016

BT-Wolfgang Binder: Richtpreisangebot für Umbau Förderband, Aufgabe und Abzug Sturzschaft und Förderband, 2017

Bundesministerium der Finanzen: AfA-Tabelle für den Wirtschaftszweig „Kalk-, Gips- und Kreideindustrie“, 1995

Bundesministerium der Finanzen: AfA-Tabelle für den Wirtschaftszweig „Steinkohlebergbau“, 1995

Bundesministerium der Finanzen: AfA-Tabelle für den Wirtschaftszweig „Zementindustrie“, 1995

Caterpillar: „770G Muldenkipper“, 2014

Comec-Binder S.r.l.: Angebot für einen Prallbrecher mit Kreislaufzerkleinerung, 2016

ContiTech AG: „SICON® Enclosed belt conveyor system“, http://www.contitech.de/pages/produkte/transportbaender/cbgindustry/sicon_en.html, abgerufen am 29.03.2017

DBT Mineral Processing GmbH: Broschüre „Schlagwalzenbrecher“, Nr. XV 103/d/e-PVVV-04/03-816,

http://www.ferden.net/acrobat/Impact_Roll_Crusher_D-E.pdf, abgerufen am 07.03.2017

Doppelmayr Transport Technology GmbH: Angebot RopeCon, 2016

Doppelmayr Transport Technology GmbH: Daten zu Standseilbahnen, <https://www.doppelmayr-mts.com/loesungen/standseilbahn/>, abgerufen am 09.03.2017

Doppelmayr Transport Technology GmbH: Daten zum RopeCon, <https://www.doppelmayr-mts.com/loesungen/ropeconr/>, abgerufen am 11.03.2017

Eichhorn, B.: „Kalksteintagebau Pölvén. Beurteilung des Rekultivierungskonzeptes hinsichtlich Standsicherheit und Steinschlaggefährdung“, 2004

Enclosed Bulk Systems B.V.: Daten zum EBS-Taschenförderer, http://enclosedbulk.com/DU/EBS_du/EBS_specifications_du.htm, abgerufen am 12.02.2017

Friedl ZT GmbH: Gutachten zur Gefahr von Bergschäden, 2001

HAZEMAG & EPR GmbH: „Erster semi-mobiler Hazemag-Schlagwalzenbrecher für Österreich“, AT Mineral Processing, Ausgabe 10, 2010

HAZEMAG & EPR GmbH: Broschüre „HAZEMAG Horizontaler Schlagwalzenbrecher | HHI“, 2014

HAZEMAG & EPR GmbH: Broschüre „HAZEMAG Primär Prallbrecher | HPI“, 2015

Höfl, K.: „Zerkleinerungs- und Klassiermaschinen“, 1. Aufl., Springer, 1986

Hudson, J.: „Comprehensive Rock Engineering“, Vol. 5, Pergamon Press, 1993

Iveco Astra: Angebot für den LKW „Astra HD9 84.48, 8x4, Euro 3“, 2016

Iveco Astra: Angebot für den LKW „Astra HHD9 86.54, 8x6, Euro 3“, 2016

Iveco S.p.A.: „Iveco Astra“, <http://www.iveco.com/corporate-en/company/pages/iveco-astra.aspx>, abgerufen am 29.03.2017

Krebs, R.: „Analyse der Bergtechnik und Optimierung der Betriebsabläufe des Steinbruchs ‚Am Pölvén‘“, Diplomarbeit, Technische Universität Clausthal, Institut für Bergbau, 2008

- Kunze, G., Göhring, H. und Jacob, K.: „Baumaschinen“, 1. Auflage, Friedr. Vieweg & Sohn Verlagsgesellschaft mbH, 2002
- Lama, S. und Vutukuri, R.: „Mechanical Properties of Rocks“, Vol. II und III, Trans Tech Publications, 1978
- Lang, M.: Folien zum Vortrag „Planung untertägiger Fördereinrichtungen“, Seminar „Sturzschächte und untertägige Fördereinrichtungen“, Rohstoffakademie, Montanuniversität Leoben, 2016
- Leitner AG: Daten zu u. a. Materialeilbahnen und Flyingbelt, <https://www.leitner-ropeways.com/de/produkte/materialseilbahnen-31/>, abgerufen am 09.03.2017
- LEITNER S.p.A.: Angebot Flyingbelt, 2016
- Lodewijks, G.: „Modern Belt Conveyor Systems“, Delft University of Technology, 2001
- Ludwig Steurer Maschinen und Seilbahnenbau GmbH & Co KG: Daten zur Materialeilbahn der Steinbruch Haltengut AG, <http://www.steurer-seilbahnen.com/de/referenz/steinbruch-haltengut-ag>, abgerufen am 09.03.2017
- Metso Corporation: „Basics in Minerals Processing“, Edition 10, 2015
- Metso Minerals Inc.: Angebot für einen Prallbrecher Metso Lokotrack LT1213S mit Kreislaufzerkleinerung, 2016
- MinroG (1999): Bundesgesetz über mineralische Rohstoffe (Mineralrohstoffgesetz - MinroG), BGBl I 1999/38, i.d.F. BGBl I 2016/95
- Rio Tinto: „Driving Productivity in the Pilbara“, http://www.riotinto.com/ourcommitment/spotlight-18130_18328.aspx, 01.06.2016
- SBM Mineral Processing GmbH: <http://www.sbm-mp.at/de/produkte/einzelmaschinen/brechen.html>, abgerufen am 07.03.2017
- Schubert, H.: „Aufbereitung fester mineralischer Rohstoffe“, Band 1, 4. Auflage, 1989
- Schulz, O.: „Reinstkalk'-Lagerstätte am Pölvén bei Bad Häring, Unterinntal“, 1994

- Schulz, O.: „Akttenotiz zur Begehung des Mergelsteinbruches Bergpeterl und des Kalkseteinbruches Großer Pölven bei Häring am 02.08.93 durch Schulz und Vavtar“, 1993
- Schulze, D.: „Pulver und Schüttgüter“, Springer, 2006
- Siegmann, J.: Folien zum Vortrag „Feste Fahrbahn: Weg zu einer wirtschaftlicheren Bahn?“, Braunschweig, 06.10.2005
- Spitzenstätter H.: „Aus der Geschichte des Häringer Kohlenbergbaues (1766-1955)“, <https://kmk-badhaering.jimdo.com/chronik/geschichte-des-h%C3%A4ringer-kohlenbergbaues/>, 3. Auflage, 2011
- SPZ Zementwerk Rohstoff Verwertungs GmbH & Co KG: Vertrag mit der Gemeinde Bad Häring, 1999
- Stingl, V.: Geotechnisches Gutachten zum Steinbruch am Pölven, 13.09.2003
- tirisMaps, Version 2.0,
https://portal.tirol.gv.at/weboffice/tirisMaps/login_pvp.jsp?user=guest&project=tmap_master, abgerufen Oktober 2016 bis April 2017
- Tuck, M.: „Underground Horizontal and Inclined Development Methods“, in: Darling, P. (Hrsg.): „SME Mining Engineering Handbook“, Third Edition, SME, 2011
- Volf, P.: „Das Potential der TATRA PHOENIX LKW / Baumaschinen“, 2012
- Wilhelm Kurz & Söhne GmbH & Co. KG: „Stahlblechsilo Ø4800 54“, technische Zeichnung, 2001
- Zott, B.: „Förderoptimierung Bad Häring“, 2016
-

10 Abbildungsverzeichnis

Abbildung 1: Luftbild Mergel- und Kalksteinbruch (tirisMaps, 19.01.2017).....	2
Abbildung 2: Istzustand (tirisMaps, 26.01.2017).....	6
Abbildung 3: Primärbrecher.....	8
Abbildung 4: Abwurf, Kalksteinzwischenlager	11
Abbildung 5: SLKW	12
Abbildung 6: Blick vom Abbaubereich zum Mergelsteinbruch	13
Abbildung 7: Pendelbackenbrecher (Höffl, K., 1986).....	31
Abbildung 8: Kurbelbackenbrecher (SBM Mineral Processing GmbH)	32
Abbildung 9: Steilkegelbrecher (Höffl, K., 1986).....	33
Abbildung 10: Flachkegelbrecher (Höffl, K., 1986)	34
Abbildung 12: Hammerbrecher mit Spaltrost (Böhm, A., 2013)	37
Abbildung 13: Walzenbrecher (SBM Mineral Processing GmbH)	38
Abbildung 15: Grundsaltungen der Zerkleinerung	40
Abbildung 16: Materialeilbahn (Leitner AG).....	45
Abbildung 17: Zwei Spezial-LKW neben einem knickgelenkten und einem starren SLKW (Iveco S.p.A.).....	49
Abbildung 19: Kurvenradien Schlauchbandförderer und Taschenförderer (Lodewijks, G., 2001)	53
Abbildung 20: Taschenförderer (ContiTech AG).....	53
Abbildung 21: Flyingbelt (Leitner AG).....	54
Abbildung 22: Variante 2B mit Alternativen (tirisMaps, 11.03.2017)	61
Abbildung 23: Variante 2B – Profil (tirisMaps, 11.03.2017)	61
Abbildung 24: Variante 2C (tirisMaps, 11.03.2017)	63
Abbildung 25: Variante 2C – Profil (tirisMaps, 11.03.2017)	63

Abbildung 26: Variante 2D (tirismaps, 11.03.2017)	64
Abbildung 27: Variante 2D – Profil (tirismaps, 11.03.2017)	65
Abbildung 28: Variante 3D (tirismaps, 12.03.2017)	67
Abbildung 29: Variante 3E (tirismaps, 12.03.2017)	68
Abbildung 30: Kombinationsmöglichkeiten der Varianten	74
Abbildung 31: Kosten, Strom- und Dieserverbrauch der Kombinationsvarianten ..	83
Abbildung 32: Variante BBBC (tirismaps, 23.03.2017)	89
Abbildung 33: Skizze Förderbandschleife	91
Abbildung 34: Skizze Untertagebauwerke – Ansicht von oben	94
Abbildung 35: Skizze Untertagebauwerke – Ansicht von Süden	95
Abbildung 36: Skizze Untertagebauwerke – Ansicht von Osten	95
Abbildung 37: LKW-Verladung und Umkehrplatz (tirismaps, 25.03.2017)	96
Abbildung 38: Variante BDEC (tirismaps, 25.03.2017)	102
Abbildung 39: Skizze Förderband (nach BT-Wolfgang Binder, 2017)	104

11 Abkürzungsverzeichnis

MinroG	Mineralrohstoffgesetz
SLKW	Schwerlastkraftwagen
SPZ	SPZ Zementwerk Rohstoff Verwertungs GmbH & Co KG (Betreiberunternehmen)

12 Tabellenverzeichnis

Tabelle 1: Gesteinskennwerte – Vergleich (Eichhorn, B., 2004).....	4
Tabelle 2: Variantenvergleich (Krebs, 2008)	24
Tabelle 4: Kosten, Strom- und Dieserverbrauch der möglichen Kombinationen von Brechern	84
Tabelle 5: Auswirkungen auf die Kosten des Brechablaufes	85
Tabelle 6: Kosten, Strom- und Dieserverbrauch der verbleibenden Varianten	86
Tabelle 7: Auswirkungen auf die Kosten der Varianten	87
Tabelle 8: Vergleich der Varianten BBBC und BDEC	106
Tabelle 9: Investitionskosten Variante 1A.....	I
Tabelle 10: Betriebskosten Variante 1A	I
Tabelle 11: Investitionskosten Variante 1B.....	II
Tabelle 12: Betriebskosten Variante 1B	II
Tabelle 13: Investitionskosten Variante 1C	II
Tabelle 14: Betriebskosten Variante 1C	III
Tabelle 15: Investitionskosten Variante 2A.....	III
Tabelle 16: Betriebskosten Variante 2A	III
Tabelle 17: Investitionskosten Variante 2B.....	IV
Tabelle 18: Betriebskosten Variante 2B	IV
Tabelle 19: Investitionskosten Variante 2C	V
Tabelle 20: Betriebskosten Variante 2C	V
Tabelle 21: Investitionskosten Variante 2D	V
Tabelle 22: Betriebskosten Variante 2D	VI
Tabelle 23: Investitionskosten Variante 3A.....	VI
Tabelle 24: Betriebskosten Variante 3A	VI

Tabelle 25: Investitionskosten Variante 3B.....	VII
Tabelle 26: Betriebskosten Variante 3B	VII
Tabelle 27: Investitionskosten Variante 3C	VII
Tabelle 29: Investitionskosten Variante 3D	VIII
Tabelle 30: Betriebskosten Variante 3D	VIII
Tabelle 32: Betriebskosten Variante 3E	IX
Tabelle 33: Investitionskosten Variante 4A.....	IX
Tabelle 34: Betriebskosten Variante 4A	X
Tabelle 35: Investitionskosten Variante 4B.....	X
Tabelle 36: Betriebskosten Variante 4B	X
Tabelle 37: Investitionskosten Variante 4C	XI
Tabelle 38: Betriebskosten Variante 4C	XI
Tabelle 39: Kosten, Strom- und Dieserverbrauch der Varianten	XII
Tabelle 40: Kosten, Strom- und Dieserverbrauch der Kombinationsvarianten	XII

Anhang

1 Kostenberechnung der Varianten

1.1 Variante 1A

Tabelle 9: Investitionskosten Variante 1A

Anlage	Investition	Abschreibung	Zinsen	Jährliche Kosten	Nutzungsdauer in Jahren
Mobilbrecher		30.000,00 €	13.500,00 €	43.500,00 €	15
Summe	0,00 €			43.500,00 €	

Tabelle 10: Betriebskosten Variante 1A

Anlage	Wartungskosten	Dieselskosten	Stromkosten	Jährliche Kosten
Mobilbrecher	2.131,22 €	20.946,00 €		23.077,22 €
Summe	2.131,22 €	20.946,00 €	0,00 €	23.077,22 €

Knäpperzerkleinerung: 40.000 € pro Jahr

Summe der Kosten: 106.577,22 € pro Jahr bzw. **0,32 €/t**

1.2 Variante 1B

Tabelle 11: Investitionskosten Variante 1B

Anlage	Investition	Abschreibung	Zinsen	Jährliche Kosten	Nutzungsdauer in Jahren
Mobilbrecher neu	564.500,00 €	37.633,33 €	16.935,00 €	54.568,33 €	15
Summe	564.500,00 €			54.568,33 €	

Tabelle 12: Betriebskosten Variante 1B

Anlage	Wartungskosten	Dieselmkosten	Stromkosten	Jährliche Kosten
Mobilbrecher neu	20.000,00 €	29.700,00 €		49.700,00 €
Summe	20.000,00 €	29.700,00 €	0,00 €	49.700,00 €

Knäpperzerkleinerung: 5.000 € pro Jahr

Summe der Kosten: 109.268,33 € pro Jahr bzw. **0,33 €/t**

1.3 Variante 1C

Tabelle 13: Investitionskosten Variante 1C

Anlage	Investition	Abschreibung	Zinsen	Jährliche Kosten	Nutzungsdauer in Jahren
Mobilbrecher neu	450.000,00 €	30.000,00 €	13.500,00 €	43.500,00 €	15
Summe	450.000,00 €			43.500,00 €	

Tabelle 14: Betriebskosten Variante 1C

Anlage	Wartungskosten	Dieselskosten	Stromkosten	Jährliche Kosten
Mobilbrecher neu	15.000,00 €	20.946,00 €		35.946,00 €
Summe	15.000,00 €	20.946,00 €	0,00 €	35.946,00 €

Knäpperzerkleinerung: 5.000 € pro Jahr

Summe der Kosten: 84.446,00 € pro Jahr bzw. **0,26 €/t**

1.4 Variante 2A

Tabelle 15: Investitionskosten Variante 2A

Anlage	Investition	Abschreibung	Zinsen	Jährliche Kosten	Nutzungsdauer in Jahren
Radlader		47.321,80 €	14.196,54 €	61.518,34 €	10
Summe	0,00 €			61.518,34 €	

Tabelle 16: Betriebskosten Variante 2A

Anlage	Wartungskosten	Dieselskosten	Stromkosten	Jährliche Kosten
Förderband	5.000,00 €		115,60 €	5.115,60 €
Radlader	4.470,39 €	23.047,80 €		27.518,19 €
Summe	9.470,39 €	23.047,80 €	115,60 €	32.633,79 €

Eine Person mehr: 53.833,33 € pro Jahr

Summe der Kosten: 147.985,46 € pro Jahr bzw. **0,45 €/t**

1.5 Variante 2B

Tabelle 17: Investitionskosten Variante 2B

Anlage	Investition	Abschreibung	Zinsen	Jährliche Kosten	Nutzungsdauer in Jahren
Fördergeräte	1.400.000,00 €	70.000,00 €	42.000,00 €	112.000,00 €	20
Untertagebauwerke	2.325.000,00 €	77.500,00 €	69.750,00 €	147.250,00 €	30
Verladesilo	180.000,00 €	5.000,00 €	3.000,00 €	8.000,00 €	20
Fundamente, Strom etc.	150.000,00 €	7.500,00 €	4.500,00 €	12.000,00 €	20
LKW-Wendeplatz	50.000,00 €	2.500,00 €	1.500,00 €	4.000,00 €	20
Dosierband	50.000,00 €	2.500,00 €	1.500,00 €	4.000,00 €	20
Entstaubung	150.000,00 €	7.500,00 €	4.500,00 €	12.000,00 €	20
Summe	4.305.000,00 €			299.250,00 €	

Tabelle 18: Betriebskosten Variante 2B

Anlage	Wartungskosten	Dieselskosten	Stromkosten	Jährliche Kosten
Förderbänder	10.000,00 €		200,00 €	10.200,00 €
LKW-Verladung	10.000,00 €		800,00 €	10.800,00 €
Summe	20.000,00 €	0,00 €	1.000,00 €	21.000,00 €

Summe der Kosten: 320.250,00 € pro Jahr bzw. **0,97 €/t**

1.6 Variante 2C

Tabelle 19: Investitionskosten Variante 2C

Anlage	Investition	Abschreibung	Zinsen	Jährliche Kosten	Nutzungsdauer in Jahren
Fördergeräte	1.200.000,00 €	60.000,00 €	36.000,00 €	96.000,00 €	20
Untertagebauwerke	2.100.000,00 €	70.000,00 €	63.000,00 €	133.000,00 €	30
Summe	3.300.000,00 €			229.000,00 €	

Tabelle 20: Betriebskosten Variante 2C

Anlage	Wartungskosten	Dieselskosten	Stromkosten	Jährliche Kosten
Förderbänder	10.000,00 €		200,00 €	10.200,00 €
Summe	10.000,00 €	0,00 €	200,00 €	10.200,00 €

Summe der Kosten: 239.200,00 € pro Jahr bzw. **0,73 €/t**

1.7 Variante 2D

Tabelle 21: Investitionskosten Variante 2D

Anlage	Investition	Abschreibung	Zinsen	Jährliche Kosten	Nutzungsdauer in Jahren
Untertagebauwerke	2.925.000,00 €	97.500,00 €	87.750,00 €	185.250,00 €	30
Summe	2.925.000,00 €			185.250,00 €	

Tabelle 22: Betriebskosten Variante 2D

Anlage	Wartungskosten	Dieselmkosten	Stromkosten	Jährliche Kosten
Summe	0,00 €	0,00 €	0,00 €	0,00 €

Summe der Kosten: 185.250,00 € pro Jahr bzw. **0,56 €/t**

1.8 Variante 3A

Tabelle 23: Investitionskosten Variante 3A

Anlage	Investition	Abschreibung	Zinsen	Jährliche Kosten	Nutzungsdauer in Jahren
3 SLKW 40 t	1.190.000,00 €	99.166,67 €	35.700,00 €	134.866,67 €	12
Straße neu asphaltieren	150.000,00 €	5.000,00 €	4.500,00 €	9.500,00 €	30
Summe	1.340.000,00 €			144.366,67 €	

Tabelle 24: Betriebskosten Variante 3A

Anlage	Wartungskosten	Dieselmkosten	Stromkosten	Jährliche Kosten
3 SLKW 40 t	45.000,00 €	44.460,00 €		89.460,00 €
Summe	45.000,00 €	44.460,00 €	0,00 €	89.460,00 €

Summe der Kosten: 233.826,67 € pro Jahr bzw. **0,71 €/t**

1.9 Variante 3B

Tabelle 25: Investitionskosten Variante 3B

Anlage	Investition	Abschreibung	Zinsen	Jährliche Kosten	Nutzungsdauer in Jahren
3 Astra HD 9 Euro 3	536.922,00 €	76.703,14 €	16.107,66 €	92.810,80 €	7
Straße neu asphaltieren	150.000,00 €	10.000,00 €	4.500,00 €	14.500,00 €	15
Summe	686.922,00 €			107.310,80 €	

Tabelle 26: Betriebskosten Variante 3B

Anlage	Wartungskosten	Dieselskosten	Stromkosten	Jährliche Kosten
3 Astra HD 9 Euro 3	30.000,00 €	23.940,00 €		53.940,00 €
Summe	30.000,00 €	23.940,00 €	0,00 €	53.940,00 €

Summe der Kosten: 161.250,80 € pro Jahr bzw. **0,49 €/t**

1.10 Variante 3C

Tabelle 27: Investitionskosten Variante 3C

Anlage	Investition	Abschreibung	Zinsen	Jährliche Kosten	Nutzungsdauer in Jahren
3 knickgelenkte SLKW	1.342.000,00 €	111.833,33 €	40.260,00 €	152.093,33 €	12
Straße neu asphaltieren	150.000,00 €	5.000,00 €	4.500,00 €	9.500,00 €	30
Summe	1.492.000,00 €			161.593,33 €	

Tabelle 28: Betriebskosten Variante 3C

Anlage	Wartungskosten	Dieselskosten	Stromkosten	Jährliche Kosten
3 knickgelenkte SLKW	45.000,00 €	34.200,00 €		79.200,00 €
Summe	45.000,00 €	34.200,00 €	0,00 €	79.200,00 €

Summe der Kosten: 240.793,33 € pro Jahr bzw. **0,73 €/t**

1.11 Variante 3D

Tabelle 29: Investitionskosten Variante 3D

Anlage	Investition	Abschreibung	Zinsen	Jährliche Kosten	Nutzungsdauer in Jahren
Flyingbelt	3.795.000,00 €	189.750,00 €	113.850,00 €	303.600,00 €	20
Fundamente, Strom etc.	600.000,00 €	30.000,00 €	18.000,00 €	48.000,00 €	20
Grundstücke	800.000,00 €	26.666,67 €	24.000,00 €	50.666,67 €	30
Summe	5.195.000,00 €			402.266,67 €	

Tabelle 30: Betriebskosten Variante 3D

Anlage	Wartungskosten	Dieselskosten	Stromkosten	Jährliche Kosten
Flyingbelt	60.000,00 €		16.000,00 €	76.000,00 €
Summe	60.000,00 €	0,00 €	16.000,00 €	76.000,00 €

Zwei Personen weniger: -107.666,67 € pro Jahr

Summe der Kosten: 370.599,00 € pro Jahr bzw. **1,12 €/t**

1.12 Variante 3E

Tabelle 31: Investitionskosten Variante 3E

Anlage	Investition	Abschreibung	Zinsen	Jährliche Kosten	Nutzungsdauer in Jahren
Förderband	4.136.385,20 €	206.819,26 €	124.091,56 €	330.910,82 €	20
Fundamente, Strom etc.	600.000,00 €	30.000,00 €	18.000,00 €	48.000,00 €	20
Grundstücke	800.000,00 €	26.666,67 €	24.000,00 €	50.666,67 €	30
Summe	5.536.385,20 €			429.577,49 €	

Tabelle 32: Betriebskosten Variante 3E

Anlage	Wartungskosten	Dieselmkosten	Stromkosten	Jährliche Kosten
Förderband	50.000,00 €		16.000,00 €	66.000,00 €
Summe	50.000,00 €	0,00 €	16.000,00 €	66.000,00 €

Zwei Personen weniger: -107.666,67 € pro Jahr

Summe der Kosten: 387.910,82 € pro Jahr bzw. **1,18 €/t**

1.13 Variante 4A

Tabelle 33: Investitionskosten Variante 4A

Anlage	Investition	Abschreibung	Zinsen	Jährliche Kosten	Nutzungsdauer in Jahren
Summe	0,00 €			0,00 €	

Tabelle 34: Betriebskosten Variante 4A

Anlage	Wartungskosten	Dieselmkosten	Stromkosten	Jährliche Kosten
Hammerbrecher	30.000,00 €		119.700,00 €	149.700,00 €
Summe	30.000,00 €	0,00 €	119.700,00 €	149.700,00 €

Summe der Kosten: 149.700,00 € pro Jahr bzw. **0,45 €/t**

1.14 Variante 4B

Tabelle 35: Investitionskosten Variante 4B

Anlage	Investition	Abschreibung	Zinsen	Jährliche Kosten	Nutzungsdauer in Jahren
Prallbrecher	227.000,00 €	11.350,00 €	6.810,00 €	18.160,00 €	20
Abkipfstelle etc.	200.000,00 €	10.000,00 €	6.000,00 €	16.000,00 €	20
Übergabe Brecher - Förderband	100.000,00 €	5.000,00 €	3.000,00 €	8.000,00 €	20
Anschluss Entstaubung	50.000,00 €	2.500,00 €	1.500,00 €	4.000,00 €	20
Summe	577.000,00 €			46.160,00 €	

Tabelle 36: Betriebskosten Variante 4B

Anlage	Wartungskosten	Dieselmkosten	Stromkosten	Jährliche Kosten
Prallbrecher	20.000,00 €		40.000,00 €	60.000,00 €
Summe	20.000,00 €	0,00 €	40.000,00 €	60.000,00 €

Summe der Kosten: 106.160,00 € pro Jahr bzw. **0,32 €/t**

1.15 Variante 4C

Tabelle 37: Investitionskosten Variante 4C

Anlage	Investition	Abschreibung	Zinsen	Jährliche Kosten	Nutzungsdauer in Jahren
Umbau Hammerbrecher	50.000,00 €	2.500,00 €	1.500,00 €	4.000,00 €	20
Summe	50.000,00 €			4.000,00 €	

Tabelle 38: Betriebskosten Variante 4C

Anlage	Wartungskosten	Dieselskosten	Stromkosten	Jährliche Kosten
Plattenband	2.000,00 €		2.000,00 €	4.000,00 €
Summe	2.000,00 €	0,00 €	2.000,00 €	4.000,00 €

Summe der Kosten: 8.000,00 € pro Jahr bzw. **0,02 €/t**

2 Vergleich der Varianten

Tabelle 39: Kosten, Strom- und Dieserverbrauch der Varianten

Variante	Kosten pro Tonne	Investitionen	Strombedarf pro Jahr	Dieselbedarf pro Jahr
1A	0,32 €	0,00 €	0 kWh	23.273 l
1B	0,33 €	564.500,00 €	0 kWh	33.000 l
1C	0,26 €	450.000,00 €	0 kWh	23.273 l
2A	0,45 €	0,00 €	578 kWh	25.609 l
2B	0,97 €	4.305.000,00 €	5.000 kWh	0 l
2C	0,73 €	3.300.000,00 €	1.000 kWh	0 l
2D	0,56 €	2.925.000,00 €	0 kWh	0 l
3A	0,71 €	1.340.000,00 €	0 kWh	49.400 l
3B	0,49 €	686.922,00 €	0 kWh	26.600 l
3C	0,73 €	1.492.000,00 €	0 kWh	38.000 l
3D	1,12 €	5.195.000,00 €	80.000 kWh	0 l
3E	1,18 €	5.536.385,20 €	80.000 kWh	0 l
4A	0,45 €	0,00 €	598.500 kWh	0 l
4B	0,32 €	577.000,00 €	200.000 kWh	0 l
4C	0,02 €	50.000,00 €	10.000 kWh	0 l

Tabelle 40: Kosten, Strom- und Dieserverbrauch der Kombinationsvarianten

Kombination	Kosten pro Tonne	Investitionen	Strombedarf pro Jahr	Dieselbedarf pro Jahr
AAAA	1,94 €	1.340.000,00 €	599.078 kWh	98.282 l
ABAA	2,46 €	5.645.000,00 €	603.500 kWh	72.673 l

Kombination	Kosten pro Tonne	Investitionen	Strombedarf pro Jahr	Dieselbedarf pro Jahr
ABAB	2,33 €	6.222.000,00 €	205.000 kWh	72.673 l
ABBA	2,24 €	4.991.922,00 €	603.500 kWh	49.873 l
ABBB	2,11 €	5.568.922,00 €	205.000 kWh	49.873 l
ABCA	2,48 €	5.797.000,00 €	603.500 kWh	61.273 l
ABCB	2,35 €	6.374.000,00 €	205.000 kWh	61.273 l
ACDA	2,63 €	8.495.000,00 €	679.500 kWh	23.273 l
ACDB	2,50 €	9.072.000,00 €	281.000 kWh	23.273 l
ADEA	2,52 €	8.461.385,20 €	678.500 kWh	23.273 l
ADEB	2,38 €	9.038.385,20 €	280.000 kWh	23.273 l
BBAC	2,04 €	6.259.500,00 €	15.000 kWh	82.400 l
BBBC	1,82 €	5.606.422,00 €	15.000 kWh	59.600 l
BBCC	2,06 €	6.411.500,00 €	15.000 kWh	71.000 l
BCDC	2,21 €	9.109.500,00 €	91.000 kWh	33.000 l
BDEC	2,09 €	9.075.885,20 €	90.000 kWh	33.000 l
CBAA	2,39 €	6.095.000,00 €	603.500 kWh	72.673 l
CBAB	2,26 €	6.672.000,00 €	205.000 kWh	72.673 l
CBBA	2,17 €	5.441.922,00 €	603.500 kWh	49.873 l
CBBB	2,04 €	6.018.922,00 €	205.000 kWh	49.873 l
CBCA	2,41 €	6.247.000,00 €	603.500 kWh	61.273 l
CBCB	2,28 €	6.824.000,00 €	205.000 kWh	61.273 l
CCDA	2,56 €	8.945.000,00 €	679.500 kWh	23.273 l
CCDB	2,43 €	9.522.000,00 €	281.000 kWh	23.273 l
CDEA	2,45 €	8.911.385,20 €	678.500 kWh	23.273 l

Kombination	Kosten pro Tonne	Investitionen	Strombedarf pro Jahr	Dieselbedarf pro Jahr
CDEB	2,32 €	9.488.385,20 €	280.000 kWh	23.273 l

3 Koordinaten wichtiger Punkte

Die Punkte in der Tabelle 41 wurden für die Berechnung verwendet. Das Bezugssystem ist dabei MGI Austria GK Central (M31).

Tabelle 41: Koordinaten wichtiger Punkte

Punkt	Y (Hochwert) [m]	X (Rechtswert) [m]	Höhe [m]
Mittelpunkt Einwurf Sturzschacht auf Planum 1221	263.967,94	-90.133,31	1.121,74
Schnittpunkt Sturzschacht/Andreastollen	263.925,35	-90.201,79	888,24
Andreastollen unter der 1.000-m-Höhenlinie = Position neuer Sturzschacht	263.939,51	-90.276,21	870,71
Mundloch Andreastollen, nördliche Kante	263.968,59	-90.406,32	842,15
Mundloch, Variante 2B	263.780,50	-90.538,68	778,7
LKW-Verladung, Variante 2B	263.730,69	-90.620,03	755,0
Mundloch, Variante 2C	263.741,87	-90.446,91	827,0
Mundloch, Variante 2D	263.608,02	-90.525,88	772,4