

# Diplomarbeit

Zum Erwerb des akademischen Grades eines Diplom-Ingenieurs der  
Studienrichtung Mining & Tunneling

erstellt für

**SALINEN AUSTRIA AG**

vorgelegt bei Herrn Univ.Prof.Dipl.-Ing.Dr. mont. Peter Moser

eingereicht am Institut für Bergbaukunde, Bergtechnik und Bergwirtschaft der  
Montanuniversität Leoben

von

Martin Dietmann

aus Mondsee/Oberösterreich



---

**Planung eines Förderschurfes zur  
Abförderung der Berge für die Erweiterung  
des Erbstollenhorizontes im Salzbergbau  
Altaussee der Salinen Austria AG**

---

Bearbeitungszeitraum April bis September 2009



Diese Arbeit ist meinen Eltern und Großeltern gewidmet.



## Eidesstattliche Erklärung

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

Leoben, September 2009

.....

(Martin Dietmann)



## DANKSAGUNG

Für das Angebot und die Finanzierung dieser Diplomarbeit gilt mein Dank der Salinen Austria AG. Dank sagen möchte ich Herrn Dipl.-Ing. Michael Klade für sein Verständnis, sein Vertrauen und seine Beharrlichkeit.

Für die Betreuung, Hilfestellung und Verwirklichung dieser Diplomarbeit möchte ich mich des Weiteren bei Herrn Dipl.-Ing Florian Wallner und seitens der Montanuniversität bei Herrn Dipl.-Ing Wolfgang Hohl bedanken

Eine besondere Anerkennung gilt auch all jenen, die mir im persönlichen Gedankenaustausch Ideen zugebracht haben.

Ebenso bedanken möchte ich mich bei Christina Freinberger für die Korrekturarbeiten.

Bedanken möchte ich mich besonders bei meiner Familie, die durch ihre Mithilfe und Verständnis wesentlich zum bisherigen erfolgreichen Verlauf meines Lebensweges beigetragen hat.



## **Kurzfassung**

### **Titel:**

### **Planung eines Förderschurfes zur Abförderung der Berge für die Erweiterung des Erbstollenhorizontes im Salzbergbau Altaussee der Salinen Austria AG.**

Zum weiteren Aufschluss der Lagerstätte und zur vorgesehenen Steigerung der Soleförderung muss im Salzbergbau Altaussee in den nächsten Jahren das Grubengebäude ausgebaut werden, weshalb eine Erweiterung des Erbstollenhorizontes notwendig wird.

Die unter den Gesichtspunkten Kosten, Bauzeit und Personaleinsatz günstigste Förderstrecke, in der das bei der Erbstollenerweiterung anfallende Haufwerk in die stillgelegte Kaverne A-1 befördert wird, wurde geplant. Hierzu wurde bezüglich Neigung und Streckenlänge die optimalste Vortriebsart bzw. Streckenvariante ermittelt.

Die für die Herstellung der Förderstrecke technisch erforderlichen Anlagen (TSM-Aufrüstung, Bergeabförderung während dem Vortrieb) wurden dargelegt.

Eine Fördereinrichtung inklusive aller Nebenaggregate für den Bergetransport in die Kaverne wurde vorgeschlagen.

Zur Verteilung der Berge im Hohlraum wurde eine wirtschaftlich-technisch geeignete Versatzmethode erarbeitet.



## **Abstract**

### **Title:**

### **The planning of a haulage road for the removal of mine waste from the expansion of the mine layout in the salt mine at Altaussee of the Salinen Austria AG.**

The enlargement of the salt mine at Altaussee has become necessary because of the planned expansion of the mine layout to increase and stabilise the output level of the pit building that will be developed over the next few years.

The most favourable haulage road, in which the mine waste of the Erbstollen horizon enlargement is carried to the cavern, was determined because of following contributing factors: costs, construction time and labour utilisation. For this purpose, the most optimum tunnelling method for the haulage road option including inclination and length of the haulage road was stated.

Necessary technical facilities for the haulway production were demonstrated (TSM upgrade and transportation installation to move the mine waste).

Furthermore a conveyor plant that including all installations for the mine waste transportation to the mined cavern was suggested.

For the distribution of the mine waste into the cavern an economic-technically suitable storing method was also compiled.



## Inhaltsverzeichnis

	<b>Seite</b>
<b>1 ZUSAMMENFASSUNG.....</b>	<b>1</b>
<b>2 EINLEITUNG .....</b>	<b>6</b>
2.1 Problemstellung.....	6
2.2 Zielsetzung .....	6
2.3 Vorgehensweise.....	7
2.3.1 Streckenvarianten.....	7
2.3.2 Kostenermittlung.....	7
2.3.3 Verfahrensvergleiche/ Nutzwertanalyse .....	8
2.3.4 Bauzeitermittlung.....	9
2.3.5 Investitionsrechnung.....	9
2.3.6 Sonstige Parameter.....	9
<b>3 BESCHREIBUNG DES BERGBAUS ALTAUSSEE .....</b>	<b>10</b>
3.1 Gebirgsbeschreibung .....	10
3.2 Betriebsbeschreibung.....	12
3.2.1 Betriebsaufbau .....	12
3.2.2 Solegewinnung.....	13
3.2.2.1 Aus- und Vorrichtung.....	13
3.2.2.2 Transporttechnik .....	15
3.2.2.3 Gewinnung.....	18
3.2.2.4 Abbautechnik.....	20
<b>4 GRUNDDATEN .....</b>	<b>23</b>
4.1 Beschreibung des Laugwerkes A-1 .....	23
4.2 Streckenvarianten.....	23
4.2.1 Neigung.....	24
4.2.2 Lage .....	25
4.3 Ermittlung der Volumina .....	29
4.3.1 Ermittlung des anfallenden Haufwerkes .....	29
4.3.2 Bestimmung des Volumens der Kaverne A-1 .....	29
<b>5 VERFAHRENSVERGLEICHE .....</b>	<b>32</b>
5.1 Bewertung der Projektwürdigkeit/Nutzwertanalyse.....	32
5.2 Verfahrensvergleich I: Technische Methoden zur Abförderung des Haufwerkes aus der Förderstrecke während der Auffahrung .....	36
5.2.1 Abtransport des Haufwerkes bei der Streckenauffahrung .....	37
5.2.1.1 Kurzband .....	38





5.2.1.2	Schrapper .....	39
5.2.1.3	Seilwinde/Hunte .....	41
5.2.1.4	Vibrorinne .....	42
5.2.2	Abtransport des Haufwerkes bei der Schachtauffahrung .....	43
5.2.2.1	Wurfschaufellader .....	43
5.2.3	Ergebnis Verfahrensvergleich I: Abförderung aus der Förderstrecke .....	44
5.3	Verfahrensvergleich II: Vergleich der Vortriebsarten .....	48
5.3.1	Auffahrung mittels TSM .....	48
5.3.1.1	Beschreibung der TSM .....	49
5.3.1.2	Vorteile des TSM-Vortriebs .....	49
5.3.1.3	Vortriebsleistung .....	50
5.3.1.4	Auffahrungskosten .....	51
5.3.2	Auffahrung mittels Bohren und Sprengen .....	58
5.3.2.1	Beschreibung des Schachtaufbruches mittels Sprengtechnik .....	59
5.3.2.2	Beschreibung des geneigten Streckenvortriebs mittels Sprengtechnik .....	61
5.3.2.3	Ermittlung der Abschlagslänge .....	62
5.3.2.4	Bohr- und Ladeschema .....	63
5.3.2.5	Sprengstoff/Zünder .....	65
5.3.2.6	Vortriebsleistungen .....	66
5.3.2.7	Auffahrungskosten .....	67
5.3.3	Ergebnis Verfahrensvergleich II: Vergleich der Vortriebsarten .....	73
5.4	Verfahrensvergleich III: Aufrüstung der TSM AM 45 .....	75
5.4.1	Seilzugabspannung .....	76
5.4.2	Bodenhaftung erhöhen .....	77
5.4.3	Abspannung der TSM mittels Hydraulikzylindern .....	77
5.4.3.1	Abspannung der TSM an der Ulme .....	77
5.4.3.2	Abspannung der TSM mit der Sohle, um die Vorschubkraft zu erhöhen .....	82
5.4.3.3	Abspannung der TSM mit der Firste .....	86
5.4.4	Ergebnis Verfahrensvergleich III: Aufrüstung der TSM AM 45 .....	86
5.5	Verfahrensvergleich IV: Auswahl an Förderaggregaten/Einbauten .....	87
5.5.1	Allgemein .....	87
5.5.2	Gurtförderer .....	89
5.5.3	Steilfördergurte (Wellenkantgurt) .....	92
5.5.4	Senkrechtförderer .....	94
5.5.4.1	Becherwerk .....	94
5.5.4.2	POCKETLIFT® .....	95
5.5.5	Ergebnis Verfahrensvergleich IV: Auswahl an Förderaggregaten/Einbauten .....	96
5.6	Verfahrensvergleich V: Haufwerksverteilung in der Kaverne A-1 .....	100
5.6.1	Herkunft des Versatzes .....	100
5.6.2	Bedeutung des Versatzes .....	100
5.6.3	Technische Auswahl der Versatzverfahren .....	101



5.6.3.1	Mechanische Verfahren .....	102
5.6.3.1.1	Sturzversatz .....	102
5.6.3.1.2	Schleuderversatz .....	112
5.6.3.2	Hydraulische Verfahren (Spül- und Pumpversatz) .....	114
5.6.3.2.1	Erklärung des hydraulischen Verfahrens .....	114
5.6.3.2.2	Prozessbeschreibung .....	115
5.6.3.3	Ergebnis der Nutzwertanalyse für die Verteilung des Haufwerks in der Kaverne A-1 .....	116
<b>6</b>	<b>BAUZEITERMITTLUNG .....</b>	<b>120</b>
6.1.1	Bauzeit TSM-Vortrieb .....	120
6.1.2	Bauzeit B&S-Vortrieb .....	121
<b>7</b>	<b>VARIANTENEMPFEHLUNG .....</b>	<b>123</b>
7.1	Kosten .....	123
7.2	Bauzeit .....	126
7.3	Personaleinsatz .....	129
7.4	Normierung zur Zusammenführung der Teilfaktoren .....	130
7.5	Ergebnis und Variantenempfehlung .....	131
7.6	Investitionsrechnung .....	138
7.6.1	Nachweis der Wirtschaftlichkeit der Schurfförderung gegenüber der Schachtförderung .....	138
7.6.2	Dynamische Investitionsrechnung der B&S- Vortriebsvariante mit 26.5° ...	139
<b>8</b>	<b>WEITERE VORSCHLÄGE ZUR PERSONALEINSPARUNG DURCH MODERNISIERUNG DER GLEISFÖRDERUNG .....</b>	<b>141</b>
8.1	Allgemein .....	141
8.2	Einseitenzwangskipper .....	142
8.2.1	Seitenentleerer (Granby Wagen) .....	142
8.2.2	Bodenentleerer .....	143
	<b>VERZEICHNISSE .....</b>	<b>I</b>
	Literatur .....	I
	Tabellen .....	III
	Abbildungen .....	V
	Abkürzungen .....	VII
	Formeln .....	VII
	<b>ANHANG .....</b>	<b>A</b>



# 1 Zusammenfassung

Aus insgesamt 8 Streckenvarianten wurde mithilfe von 5 Vergleichsverfahren die optimalste Strecke ermittelt. Aus den Vergleichsverfahren konnten Teilentscheidungen, aufgrund technischer und wirtschaftlicher Überlegenheit einiger Verfahren gefällt werden. Die Wahl der günstigsten Variante IV wurde aber unter den Gesichtspunkten Kosten, Bauzeit und Personaleinsatz getroffen. Im Anschluss wurde die Wirtschaftlichkeit des Projektes gegenüber der Alternative Schachtförderung gezeigt. Bei einem Planungszeitraum von 10 Jahren amortisiert sich die Bandförderung bereits nach etwa 4,5 Jahren bzw. knapp vor der Hälfte der Erbstollenerweiterung.

## VARIANTE IV:

Der Ansatzpunkt der gewählten Schurfvariante befindet sich 5 m vom Maschinenstall entfernt in Richtung der geplanten Erweiterung. Das Querschnittprofil beträgt 5,76 m<sup>2</sup> (2,4 x 2,4 m), um die Fördereinrichtung, Mannfahrtsstiege und Versorgungsleitungen in der Strecke unterzubringen.

**Die Förderstrecke, in der der Bergetransport bei der Erbstollenerweiterung in die Kaverne A-1 erfolgen soll, besitzt eine Länge von 64 m, eine Steigung von 26,5° und verläuft in nordöstliche Richtung (Azimut: circa 45°).**

Die Gesamtkosten des Projektes sind im Vergleich der beiden Vortriebsarten maschinell bzw. konventionell nahezu identisch und belaufen sich in etwa auf 235.000 €. Der TSM-Vortrieb weist gegenüber dem konventionellen Vortrieb vorrangig geringere Bauzeit und Personaleinsatz auf, weshalb ein TSM-Vortrieb als günstiger bewertet wurde. Die TSM-Vortriebskosten betragen circa 92.000 €, wobei hierbei die Kosten für den Bergeabtransport aus dem Schurf nicht eingerechnet sind.

**Die Förderstrecke der Variante IV sollte zwischen dem Altaussee Erbstollen und der aufgelassenen Laugkaverne A-1 mit TSM-Vortrieb hergestellt werden.**



**Als Einrichtung für den Bergeabtransport während der Schurfherstellung sollten Kurzförderbänder zugekauft werden, da diese auch für die anschließende Verteilung der Berge in der Kaverne während der Erbstollenerweiterung eingesetzt werden können. Die Kosten für den Kauf von 10 Förderbändern mit einer Länge von 6 m belaufen sich auf etwa 46.000 €.**

Die Gesamtbauzeit vom Beginn des Projekts bis zur Inbetriebnahme des Bandförderers ergibt 105 Schichten, wobei die TSM-Nettovortriebszeit 29 Schichten beträgt (Bruttovortriebszeit: 55 Schichten). Der Personaleinsatz beläuft sich auf 205 Mannschichten.

Für den Vortrieb ab 18° kann die TSM den nötigen Vorschub für den Einschnitt ins Gebirge nicht mehr über das Raupenfahrwerk aufbringen und muss daher aufgerüstet werden. Die Rutschsicherheitsgrenze der TSM liegt bei 22,5°, wodurch eine kontinuierliche Abspannung mit dem Gebirge notwendig ist.

**Für den TSM-Vortrieb bei 26,5° muss die TSM mit einer kontinuierlichen Abspannung aufgerüstet werden. Dafür werden zwei auf der Sohle verankerte Vorschubhydraulikzylinder vorgeschlagen, die Kosten von circa 30.000 € verursachen.**

Für den Bergetransport in die Kaverne A-1 ist neben der Fördereinrichtung eine Aufgabeeinrichtung erforderlich, um die diskontinuierliche Lok-Hunte-Förderung zu überbrücken. Die Kosten für eine Bunkeranlage wurden mit 10.000 €, für eine Abzugseinrichtung mit 6.000 € veranschlagt. Die Fördereinrichtung ist mit einem profilierten Gurt ausgestattet, um die Steigung zu bewältigen. Die Kosten der Fördereinrichtung inklusive Montage betragen etwa 84.000 €.

**Der Bergetransport in die Kaverne erfolgt mit einem Bandförderer mit profiliertem Gurt. Die Kosten für die Fördereinrichtung inklusive aller Nebenaggregate und Aufgabeeinrichtung betragen etwa 100.000 €.**

**Die technische Machbarkeit des Schurfes mit 26,5° ist generell gewährleistet.**

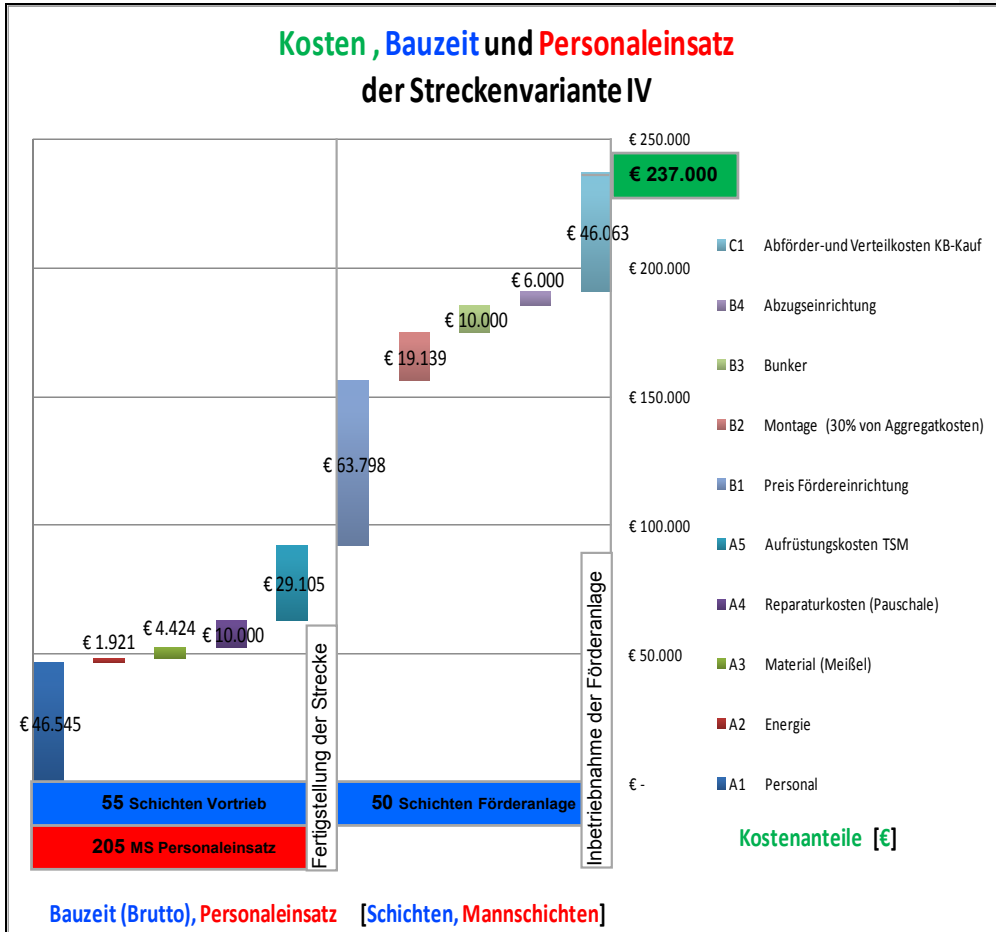


Abbildung 1: Kosten, Bauzeit und Personaleinsatz der Streckenvariante IV

Das bei der Schurfherstellung und Erweiterung des Grubengebäudes anfallende Haufwerk wurde mit etwa 20.000 m<sup>3</sup> berechnet. Das zur Verfüllung zur Verfügung stehende Hohlraumvolumen der Kaverne A-1 wurde mit circa 31.000 m<sup>3</sup> ermittelt.

**Das in der Kaverne A-1 zur Verfügung stehende Hohlraumvolumen reicht für die Speicherung der Vortriebsberge der geplanten Erweiterung aus.**

In der folgenden Tabelle 1 sind die gesammelten Ergebnisse in kompakter Form zusammengefasst. Die Tabelle verschafft dadurch einen Überblick der



gesammelten Daten und dient der Nachvollziehbarkeit für die  
Empfehlungsfindung.

Tabelle 1: Zusammenfassung (TSM\*: In den Herstellungskosten der Infrastruktur mit TSM sind die Aufrüstungskosten von 29.105 € inkludiert.)

Variante	Neigung/Länge	Verfahrensvergleich I		Verfahrensvergleich II		Verfahrensvergleich III		Verfahrensvergleich IV			Verfahrensvergleich V				
		Herstellung der Infrastruktur		Bergeabförderung während Auffahrung		Aufrüstung der TSM		Einbauten (Fördereinrichtung, Bunker, Abzugseinrichtung)			Bergeverteilung in A-1				
		Ergebnis I	Kosten	Ergebnis II	Nutzwert	Ergebnis III	Kosten	Ergebnis IV	Nutzwert	Kosten	Ergebnis V	Nutzwert			
I	0-90-0°/36,5-28-8,5m	TSM & B&S	€ 101.984	Wurfschaufellader		Keine Aufrüstung möglich		Becherwerk	351	€ 101.053	Schleuderband	213			
								Pocket Lift	321		Schrapper	278			
II	40°/ 46 m	B&S	€ 74.881	Seilwinde/Hunte	121	Keine Aufrüstung möglich	Wellenkantgurt	292	€ 143.205	Haldenband	302				
III	32°/ 55 m	B&S	€ 90.673	Kurzband	250					Kurzband	€ 168.093	€ 168.093	€ 168.093	Kurzband	332
				Schrapper	198										
IV	26,5°/ 64 m	B&S	€ 89.846	Entscheidung II		2 Vorschubzylinder mit Sohle verankert	Förderband-profiliertes Gurt	424	€ 98.937	€ 98.937	Kurzband	Kosten			
		TSM*	€ 102.808	B&S → Schrapper	Kontinuierliche Abspannung	€ 29.105							€ 104.639	€ 104.639	€ 104.639
V	25°/ 68 m	B&S	€ 98.082	TSM → Kurzband		2 Vorschubzylinder und 1 Verspannungszylinder mit Ulme verspannt	Förderband-glatter Gurt	417	€ 104.165	€ 104.165	€ 113.833	€ 113.833			
		TSM*	€ 108.580			Diskontinuierliche Abspannung							€ 66.610	€ 113.833	€ 113.833
VI	22°/ 77 m	B&S	€ 109.082	TSM → Kurzband		2 Vorschubzylinder und 1 Verspannungszylinder mit Ulme verspannt	Förderband-glatter Gurt	417	€ 104.165	€ 104.165	€ 113.833	€ 113.833			
		TSM*	€ 117.864										€ 66.610		€ 113.833
VII	20°/ 84 m	B&S	€ 117.342	TSM → Kurzband		2 Vorschubzylinder und 1 Verspannungszylinder mit Ulme verspannt	Förderband-glatter Gurt	417	€ 104.165	€ 104.165	€ 113.833	€ 113.833			
		TSM*	€ 126.204										€ 66.610		€ 113.833
VIII	18°/ 93 m	B&S	€ 131.089	TSM → Kurzband		2 Vorschubzylinder und 1 Verspannungszylinder mit Ulme verspannt	Förderband-glatter Gurt	417	€ 104.165	€ 104.165	€ 113.833	€ 113.833			
		TSM*	€ 138.004										€ 66.610		€ 113.833
Variante	Neigung/Länge	Auffahrungsart		Gesamtkosten	Gesamtbauzeit	Personaleinsatz		Gesamtkosten (normiert)	Gesamtbauzeit (normiert)	Personaleinsatz (normiert)		Summe			
				[€]	[Schichten]	[MS]		[%]	[%]	[%]		[%]			
I	0-90-0°/36,5-28-8,5m	TSM & B&S		€ 249.101	204	291		82%	61%	77%		219%			
II	40°/ 46 m	B&S		€ 264.149	190	188		87%	57%	49%		193%			
III	32°/ 55 m	B&S		€ 304.828	220	228		100%	66%	60%		226%			
IV	26,5°/ 64 m	B&S		€ 234.846	244	260		77%	73%	68%		218%			
		TSM*		€ 236.995	105	205		78%	32%	54%		163%			
V	25°/ 68 m	B&S		€ 248.784	262	284		82%	78%	75%		235%			
		TSM*		€ 247.051	108	215		81%	32%	57%		170%			
VI	22°/ 77 m	B&S		€ 270.540	286	316		89%	86%	83%		258%			
		TSM*		€ 265.455	114	235		87%	34%	62%		183%			
VII	20°/ 84 m	B&S		€ 267.570	304	340		88%	91%	89%		268%			
		TSM*		€ 260.843	119	250		86%	36%	66%		187%			
VIII	18°/ 93 m	B&S		€ 290.985	334	380		95%	100%	100%		295%			
		TSM*		€ 278.816	125	270		91%	37%	71%		200%			





## 2 Einleitung

### 2.1 Problemstellung

Die Salinen Austria AG (SAAG) betreibt in den Betriebsstätten des Bergbaues Salzkammergut Bohrlochsonden zur Solegewinnung. Zum weiteren Aufschluss der Lagerstätte und zur vorgesehenen Steigerung der Soleförderung muss im Salzbergbau Altaussee in den nächsten Jahren das Grubengebäude ausgebaut werden, weshalb eine Erweiterung des Erbstollenhorizontes notwendig wird.

Das bei der Erbstollenerweiterung anfallende Haufwerk soll in stillgelegte Laugwerke verbracht werden. Zum Versturz des Haufwerks steht derzeit nur die Kaverne A-1 zur Verfügung, wodurch der Transport des Haufwerks aufgrund der Lage der Kaverne mittels Hunte über den Zentralschacht erfolgen müsste. Diese Transportvariante verursacht jedoch hohe Personalkosten. Zudem kann der Zentralschacht während der Haufwerksförderung nicht für andere Fördertätigkeiten eingesetzt werden.

Da im Erbstollenhorizont kein Sturzraum für die Vortriebsberge zur Verfügung steht, soll ein Förderschurf vom Erbstollen in den Hohlraum der Kaverne A-1 aufgefahren und mit einer Fördereinrichtung ausgestattet werden.

### 2.2 Zielsetzung

Ziel der Arbeit ist es, die genaue Lage und Neigung des Schurfes, die Art des Vortriebs und die technischen Einrichtungen für die anschließende Haufwerksförderung zu planen. Des Weiteren soll eine Investitionsrechnung vorgenommen werden, um den Vorteil gegenüber der Förderung mittels Schacht nachzuweisen.

#### Aufgaben:

- Abschätzung des Fassungsvermögens des Laugwerkes A-1 und Gegenüberstellung dem voraussichtlichen Haufwerksanfall.





- Planung des Schurfes hinsichtlich Lage und Neigung für den Bandtransport.
- Planung der Auffahrung des Schurfes mit dem Ausfluss von Zahlen für die Budgetierung. Der Schurf kann mittels Sprengvortrieb oder mit der SAAG-eigenen TSM aufgefahren werden. Die Aufrüstung der TSM für das Schneiden des Schurfes ist zu planen. Die Vortriebsvarianten sind hinsichtlich der Auffahrungszeit und der Kosten zu beurteilen.
- Die Bandförderanlage inklusive aller Nebenaggregate und die Verteilung des Haufwerks in der Kaverne sind ebenfalls zu planen. Es sind Zahlen für die Budgetierung einzuholen.
- Investitionsrechnung zum Nachweis der Wirtschaftlichkeit gegenüber der Schachtförderung in Bezug auf die tatsächlich förderbare Menge.

## 2.3 Vorgehensweise

### 2.3.1 Streckenvarianten

Es werden unterschiedliche Neigungsvarianten erstellt und untersucht. Die Auswahl der Varianten werden zum Einen an realisierbare Vortriebsneigungen der beiden Vortriebsarten konventioneller und maschineller Vortrieb angelehnt. Zum Anderen werden die Neigungen an die maximalen Förderneigungen unterschiedlicher Förderaggregate angepasst, um das gesamte Spektrum an Förderanlagen miteinzubeziehen.

### 2.3.2 Kostenermittlung

Die Gesamtkosten der Förderstreckenvarianten, die vom Erbstollen zur Kaverne reichen, werden ermittelt. Diese setzen sich aus Auffahrungskosten, Kosten für Einbauten/Förderaggregate, Abförderungskosten, Aufrüstungskosten der TSM und den Kosten für die Verteilung des Haufwerks in der Kaverne A-1 zusammen.



- **Auffahrungskosten:**

Für die Ermittlung der Auffahrungskosten werden die beiden in Frage kommenden Bauverfahren, bergmännischer Vortrieb durch Bohren und Sprengen sowie eine maschinelle Auffahrung mit einer TSM verwendet.

- **Kosten für Fördereinrichtungen und Einbauten:**

In einem weiteren Schritt werden die Kosten für eine geeignete Fördereinrichtung inklusive aller Nebenaggregate berechnet.

- **Abförderungskosten während der Schurfherstellung**

Die kostengünstigste Vortriebsvariante in Verbindung mit den Kosten der hierzu in Frage kommenden Abförderungsmethode beim Vortrieb zur Herstellung der Förderstrecke und den Kosten einer geeigneten Fördereinrichtung ergibt die wirtschaftlichste beste Herstellungsvariante der Förderstrecke.

- **Aufrüstungskosten der TSM**

Unterschiedliche Aufrüstungsvarianten der TSM werden vorgeschlagen, mit dem Hersteller diskutiert und Richtpreise für mögliche Abspannvorrichtungen eingeholt.

- **Kosten für die Haufwerksverteilung in der Kaverne A-1**

### 2.3.3 Verfahrensvergleiche/ Nutzwertanalyse

Die Verfahrensvergleiche und Nutzwertanalysen dienen zum Einen als Diskussionsgrundlage für Anbieter und Betriebsleitung, zum Anderen zur Feststellung der technischen Realisierbarkeit.

Folgende technische Verfahrensvergleiche und Nutzwertanalysen werden im Zuge dieser Arbeit untersucht:

#### Verfahrensvergleich I: Vergleich der Vortriebsarten.



- Verfahrensvergleich II:** Abförderung des Haufwerks aus der Förderstrecke.
- Verfahrensvergleich III:** Aufrüstung der TSM AM 45.
- Verfahrensvergleich IV:** Fördereinrichtungen und Einbauten.
- Verfahrensvergleich V:** Haufwerksverteilung in die Kaverne A-1.

### 2.3.4 Bauzeitermittlung

Die Ermittlung der Bauzeit spielt für die Realisierung des Projektes eine entscheidende Rolle. Zum Einen muss die Erbstollenerweiterung frühestmöglich bis zu den nächsten geplanten Bohrlochsonden gestartet werden, um die Gewinnungskapazitäten mittelfristig zu sichern, zum Anderen ist für den Betrieb die Belegungsdauer des Personals ein wichtiges wirtschaftliches Kriterium. Es werden daher die Bauzeiten aller Streckenvarianten gegenübergestellt und dienen unter anderem der Entscheidungsfindung für die Art des Vortriebs.

### 2.3.5 Investitionsrechnung

Die Wirtschaftlichkeit des Projektes gegenüber der Schachtförderung in Bezug auf die tatsächlich förderbare Menge wird mithilfe einer dynamischen Investitionsrechnung (Kapitalwertmethode) nachgewiesen. Mithilfe der Investitionsrechnung lässt sich die Wirtschaftlichkeit eines Projektes bewerten, um eine Entscheidung zu treffen oder eine Empfehlung abgeben zu können.

### 2.3.6 Sonstige Parameter

Darüber hinaus werden für die Durchführbarkeit des Projekts notwendige Parameter ermittelt.

- Gegenüberstellung des realistischen Fassungsvermögens des Laugwerkes A-1 und der anfallenden Vortriebsberge.
- Einholung von Budgetierungsdaten.

## 3 Beschreibung des Bergbaus Altaussee

### 3.1 Gebirgsbeschreibung

Nach SCHAUBERGER [1] liegt der Salzbergbau Altaussee in den nördlichen Kalkalpen und lässt sich geologisch gesehen in die sogenannte „Hallstätter Zone“ einordnen. Erdgeschichtlich betrachtet stammt dieser Bereich aus dem Mesozoikum (Alpine Trias) und gehört zum „Ostalpinen Salinar“. Durch die im Trias einsetzende Auffaltung der Alpen entstanden aus den marinen Salzflözen die für das ostalpine Salinar typischen Salzdiapire. Durch diesen tektonischen Prozess wurde die Lagerstätte teilweise mit starken Verunreinigungen durchzogen, wodurch ein konglomeratähnliches Salzmischgestein, das sogenannte „Haselgebirge“, das sich vorwiegend aus den Mineralien Steinsalz (NaCl), Gips ( $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ ), Anhydrit ( $\text{CaSO}_4$ ) sowie Ton zusammensetzt, entstand.

Im Allgemeinen werden Salzlagerstätten in Salzgebirgsarten und Salzgesteinstypen eingeteilt, wobei für erstere die unterschiedlichen Ablagerungsbedingungen bei der Gebirgsbildung und für zweitere in erster Linie der Salzgehalt als Kriterium gilt.

Salzgebirgsarten:

1. Rotsalzgebirge
2. Grausalzgebirge
3. Grüntongebirge
4. Bunttongebirge

Salzgesteinstypen:

- |   |                   |
|---|-------------------|
| 1. Kernsalz                               | > 90 Vol% NaCl    |
| 2. Kerngebirge                            | 70 - 90 Vol% NaCl |
| 3. Haselgebirge                           | 10 - 70 Vol% NaCl |
| 4. Blättersalzgebirge                     | 20 - 35 Vol% NaCl |
| 5. Anhydritische Ton- und Dolomitgesteine | 0 - 10 Vol% NaCl  |

Die bereits erschlossenen Bereiche der Lagerstätte in Altaussee bestehen hauptsächlich aus Rotsalzgebirge mit kleineren Bereichen von Grausalzgebirge. Bei den Salzsteinen konnten auch Kernsalz- aber auch Blättersalzgebirge festgestellt werden, da sich die Ausgangssedimente der Salzgesteine in ständiger Wechsellagerung abgelagert haben. Durch den hohen Anteil an Steinsalz sowie an NaCl-angereicherten Bereichen des Haselgebirges kann der Altausseer Salzstock mit effizienter Bohrlochsondentechnik verlaugt werden.

Die Streichrichtung der Lagerstätte erfolgt vornehmlich von Ost nach West (parallel zum Alpenmassiv) und steht senkrecht zur Einengungsrichtung der Alpen. Die Lagerstätte besitzt eine stockartige Form und besteht größtenteils aus dem sogenannten Rotsalzgebirge, das einen relativ hohen Gehalt an Natrium-Magnesiumsulfat aufweist.

Der durchschnittliche NaCl-Anteil der Lagerstätte wird seitens der SAAG mit 65 Vol.% angegeben und kann daher zu einer der salzreichsten Ausbildungen des alpinen Salinars gezählt werden. Neben den NaCl-Gehalten sind die mechanischen Eigenschaften des Gebirges für die bergbauliche Abbauplanung (Aus- und Vorrichtung) von wesentlicher Bedeutung. Als einaxiale Druckfestigkeit des Haselgebirges können je nach Salzgehalt Werte zwischen 15 und 50 MPa gemäß eigenen Untersuchungen und Angaben in der Fachliteratur angegeben werden, die Zugfestigkeit beträgt 3 MPa. Die Dichte der gesteinsbildenden Bestandteile schwankt zwischen 2,2 und 2,7 g/cm<sup>3</sup>. Die wenig vorkommenden Anhydriteinschlüsse haben eine Dichte von rund 3 g/cm<sup>3</sup>.

Aus der geomechanischen Modellrechnung für den Androsch- und Erbstollenhorizont [3] können folgende charakteristische Gesteinskennwerte angenommen werden.

Gebirgsart	Dichte	Einax. Druckfestigkeit	E- Modul	Reibungswinkel	Kohäsion	Poissonzahl	Zugfestigkeit
„normales Haselgebirge“	[g/cm <sup>3</sup> ]	[Mpa]	[Gpa]	[°]	[Mpa]	[-]	[Mpa]
	2,4	19	19	24°	8	0,3	3

Tabelle 2: Charakteristische Gebirgskennwerte für "normales Haselgebirge"

## 3.2 Betriebsbeschreibung

### 3.2.1 Betriebsaufbau

Die Salzgewinnungsstandorte der SAAG befinden sich an den Standorten Bad Ischl, Hallstatt und Altaussee, die zu einem Betrieb zusammengefasst und in fünf Abteilungen unterteilt sind:

1. Gewinnung
2. Bergtechnik (Vortrieb, Streckenerhaltung, Erkundung)
3. Planung (Markscheiderei, Geologie, Abbauplanung)
4. Materialwirtschaft (Lager, Einkauf)
5. Instandhaltung

Die gewonnene Sole wird von den Gewinnungsstandorten über Rohrleitungen zur Saline Ebensee gepumpt und zu absatzfähigen Produkten weiterverarbeitet. Im Wirtschaftsjahr 2009, das für das Unternehmen am 01.07.2008 begann und am 30.06.2009 endete, beschäftigte die SAAG 113 Personen und erzielte dabei eine Produktionsmenge von rund 3,3 Mio. m<sup>3</sup> vollgrädiger Sole. Der Standort Altaussee beschäftigt davon 59 Personen, wobei eine Produktionsmenge von rund 1,8 Mio. m<sup>3</sup> gewonnen wurde. Im Wirtschaftsjahr 2010 soll die geförderte Solemenge 3,5 Mio. m<sup>3</sup> betragen und der Gewinnungsstandort Altaussee auf knapp 2 Mio. m<sup>3</sup> hochgefahren werden, wodurch dieser den Großteil der Produktionsmenge gewinnen soll.

Zurzeit werden die Gewinnungstätigkeiten in Altaussee in 27 Kavernen, die sich im Franzberg, Androschhorizont und im Erbstollen befinden, durchgeführt. An

dieser Stelle muss erwähnt werden, dass die im Franzberg betriebenen Tiefenwerke und Bohrlochsonden als Erste ausgesolt sein werden. Um den Solebedarf dennoch decken zu können, müssen neue Kavernen für den Abbau vorbereitet und bereits jetzt eine Erweiterung des Erbstollens geplant und durchgeführt werden. Die geplante Erweiterung soll nach dem Vorschlag der Diplomarbeit von PROISL [8] durchgeführt werden, wodurch eine sukzessive Inbetriebnahme von etwa neun Kavernen ermöglicht wird.

## 3.2.2 Solegewinnung

### 3.2.2.1 Aus- und Vorrichtung

Das im Salzbergbau Altaussee angewandte Abbauverfahren ist der Kammerbau. Als Dachbehandlung wird hierbei ein sogenannter Festenbau betrieben, dessen Aufgabe darin besteht, mögliche auftretende Senkungen mittels Bergfesten zu verhindern. Der Großteil der entstehenden Hohlräume wird mittels Selbstversatz durch Ablagerung der unlöslichen Bestandteile (Laist) verfüllt. Die Abbaurichtung erfolgt fallend, die Verhiebsrichtung schwebend.

Die Bergfesten werden so dimensioniert, dass die überlagernde Gebirgslast getragen werden kann.

Die Standsicherheit des Grubengebäudes wird durch diese Sicherheitspfeiler zwischen den Kavernen und durch Einhaltung einer Salzfeste (Schwebe) von ausreichender Mächtigkeit gewährleistet. Die Sicherheitspfeiler zwischen den Abbauhohlräumen wurden ursprünglich nach dem Restflächenverhältnis (unabgebaute Restfläche/Gesamtfläche) dimensioniert und durften 65% nicht unterschreiten [9]. Die aktuelle Dimensionierung der Hohlräume, Pfeiler und Schweben erfolgt nach einem im Jahre 1998 durchgeführten gebirgsmechanischen Dimensionierungsmodell für die Pfeiler- und Schwebendimensionierung im Scheibehorizont [10]. Dieses Modell wurde 2004 mit aktuellen geomechanischen Daten von dem Ingenieurbüro *Müller & Hereth* einer geomechanischen Modellrechnung unterzogen und auf die Abbaubereiche unter dem Androschhorizont ausgeweitet. Hierbei

beträgt der Bohrlochabstand 180 m bei einem Kavernendurchmesser von 90 m. Die zulässige lokale Überschreitung kann dabei jeweils 5 m betragen, darf aber eine Fläche von maximal 300 m<sup>2</sup> nicht übersteigen.

Die Ausrichtung, genauer gesagt die Erschließung neuer Abbaufelder einschließlich Schaffung notwendiger Infrastruktur, erfolgt mittels Horizonten und Schächten und folgt der Streichrichtung der Lagerstätte. Der Abstand zwischen den Horizonten ergab sich aus der Dimensionierung der Werke bzw. der Bohrlochsonden. Im Salzbergbau Altaussee werden die Horizonte von oben nach unten wie folgt bezeichnet: Ahornsberg, Moosberg, Kriechbaumberg, Steinberg, Ferdinandsberg, Franzberg, Blindhorizont, Androsch Horizont und Erbstollen.

Steinberg:	SOK + 983,0580 m (m.ü.Adria)
Ferdinandberg:	SOK + 947,8825 m (m.ü.Adria)
Franzberg:	SOK + 911,2425 m (m.ü.Adria)
Blindhorizont:	SOK + 879,2995 m (m.ü.Adria)
Androsch Horizont:	SOK + 812,9730 m (m.ü.Adria)
Erbstollen:	SOK + 771,2275 m (m.ü.Adria)

Die Horizonte bis einschließlich Ferdinandberg werden nur noch zu Bewetterungszwecken bzw. zur Abführung von Wässern und für die Fremdenbefahrung des Schaubergwerks genutzt. Die Gewinnungstätigkeit beschränkt sich derzeit auf die Horizonte: Franzberg, Androsch und Erbstollen, wobei der Erbstollen mit einer Länge von rund 2,8 km und einer Neigung von 1,5% den am tiefsten liegenden Horizont darstellt. Bis auf den Blindhorizont und den Androschhorizont besitzen alle Horizonte einen direkten Ausgang nach Obertage.

Der Erbstollen wird zusätzlich als Hauptfördersohle zur Mannsfahrt, Materialbeförderung und zum Bergwasserabfluss, aber auch zur Unterbringung der Kabelstränge, die zur Energieversorgung des Bergwerks dienen, eingesetzt.



Die meisten Horizonte besitzen ein geringes Gefälle zu den Tagesöffnungen, um den Bergwasserabfluss sowie den Transport zu erleichtern.

Die Vorrichtung, also alle Tätigkeiten zur Herstellung tatsächlicher Abbaubetriebspunkte innerhalb eines Abbaufeldes und die Herstellung der sogenannten Grubenoffen (Hornstatt: Bohrkammer für Ansatzpunkt einer Bohrlochsonde) erfolgen mittels Strecken und Querschlägen. Die Vorrichtung stellt demnach die Fortsetzung der Ausrichtung für den direkten Lagerstättenzugang dar. Die Unterteilung der Lagerstätte wird hierbei durch Strecken und Querschläge derart vorgenommen, dass die Strecken entlang der Streichrichtung und die Querschläge normal auf diese aufgefahren werden. Der Abstand dieser ergibt sich wiederum aus der Werker- bzw. Bohrlochsondengröße.

Die Vorrichtungsarbeiten erfolgen bei längeren Streckenauffahrungen entweder mechanisch mittels TSM oder sprengtechnisch.

### 3.2.2.2 Transporttechnik

Aufgrund der im Salzbergbau Altaussee vorhandenen geringen Streckenquerschnitte bei gleichzeitig langen Förderstrecken wird der Transport gleisgebunden durchgeführt. Nachteile sind unter Anderem geringe Neigungen, hoher Aufwand für Gleisbau und Gleisstandhaltung. Die bei den Aus- und Vorrichtungsarbeiten anfallenden Berge werden mittels Hunte, die von Akku- oder Dieselloks gezogen werden, in ausgelaugte Kavernen verfüllt. Für die Erweiterung des Abbaufeldes im Erbstollen muss der Bergetransport in die nächstgelegene Kaverne A-1 erfolgen, die sich im Androschhorizont befindet. Die dafür notwendigen Anlagenteile werden folgend beschrieben, um den Istzustand der Bergeförderung darzustellen.

### Beschreibung der gleisgebundenen Förderung

Das sprengtechnisch gelöste Gestein wird in der Regel von einem Wurfschaufellader in die Hunte geschuttert. Beim maschinellen Vortrieb gelangt das Haufwerk mittels Hummerscheren über einen Einkettenkratzförderer auf ein

Brückenband und von dort werden die Hunte sukzessive befüllt.

Beim TSM-Vortrieb hat das angehängte Brückenband die Funktion des Zwischenspeichers für geschnittenes Haufwerk und gewährt somit den nötigen Zeitpuffer bei der Abförderung mit der diskontinuierlichen Gleisförderung. Dies hat den Vorteil, dass kontinuierlich abgefördert werden kann und somit keine abförderungsbedingten Leerzeiten an der TSM entstehen. Das Brückenband besteht aus einem fahrbaren Gerüst, das in der Regel von der TSM mitgezogen wird, und einer darauf integrierten Bandförderanlage. Das Austragsförderband der TSM beschickt das Förderband, das sich über dem Wagenzug befindet.

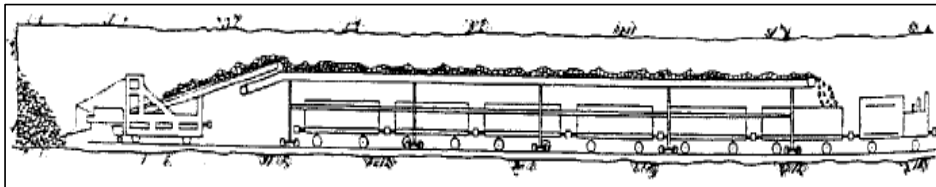


Abbildung 2: Schematische Darstellung der gleisgebundenen Förderung mit Brückenband [22]

Nach Übergabe des Haufwerks von der jeweiligen Abtransporteinrichtung wird der weitere Transport mittels Lok gezogener Hunte durchgeführt. Die Stahlblechhunte mit einem Volumen von  $0,7 \text{ m}^3$  können mithilfe eines Hebels gekippt werden.

Bei einer geschätzten Vortriebsleistung von  $4 \text{ m}/10 \text{ h}$ -Schicht der TSM im horizontalen Vortrieb wäre ein Haufwerkanfall von rund  $37 \text{ m}^3$  zu erwarten ( $53 \text{ Hunte} \times 0,7 \text{ m}^3$ ). Bei einer effektiven Arbeitszeit von  $6,75 \text{ h}$  bedeutet dies  $5,5 \text{ m}^3/\text{h}$ , das heißt in dieser Zeit müssen 9 Züge zu je 6 Hunte abgefördert werden. Daraus ergibt sich eine maximale Abförderungszeit pro Zug, die mit rund  $46 \text{ min}/\text{Zug}$  auch bei längeren Förderwegen eingehalten werden kann.

## Beschreibung der Schachanlage

Eine Verbindung der einzelnen Horizonte ist durch den vom Steinberg abgeteuften Zentralschacht gegeben. Dieser Schacht ist somit ein Blindschacht und wird für die Mannsfahrt und Materialbeförderung eingesetzt. Der

Schacht besitzt einen Querschnitt von 4 x 3,33 m und ist mit Stahlbetonausbau verkleidet. Als Fördermaschine wird eine Treibscheibenmaschine mit Doppelseil verwendet, wobei der Förderkorb eine Nutzlast von 5 Tonnen und die Fördergeschwindigkeit 2 m/s beträgt [18].

Der Schacht hat eine Gesamthöhe von 231,8 m, wobei die Höhendifferenz zwischen Steinberg und Erbstollen 211,8 m beträgt. Die für die Schachtförderung zu überwindende Höhendifferenz zwischen Erbstollen und Androschhorizont beträgt rund 43 m.

Die Schachtanlage wird automatisch gesteuert, wodurch unterschiedliche Betriebsarten möglich sind. Die für die Förderung während dem TSM-Vortrieb angewandte Betriebsart wird „Förderbetrieb mit Anschlägersteuerung“ genannt. Da ein Transport von Mann und Material in derselben Etage eines Förderkorbes bergbaupolizeilich verboten ist, kann pro Fahrt jeweils nur ein Hunte transportiert werden. Im Anschlägerbetrieb kann der Transport von gleichzeitig zwei Hunte erfolgen, indem der Schacht selbstständig zu den jeweiligen Füllörtern fährt. Dies wird durch eine Steuerung an den jeweiligen Füllörtern erreicht. Während dem Anschlägerbetrieb kann die Schachtanlage jedoch nicht für andere Transporte verwendet werden, wodurch eine präzise Organisation der Förderlogistik notwendig ist. Für die Herstellung der geplanten Förderstrecke sollte mit einer Gegenschicht belegt werden, um die Förderlogistik zu vereinfachen und somit Zeit und Kosten zu reduzieren.

### **Füllort Erbstollen**

Die Arbeiten am Füllort dienen hauptsächlich dazu, die leeren Hunte sowie die vollen Hunte in bzw. aus dem Korb zu transportieren. Weitere Arbeiten sind das Umkoppeln der Lok und das Sichern der Hunte gegen Abrollen mit einem Radschuh. Die leeren Hunte werden händisch aus dem Korb geschoben und auf ein Gleis abgestellt. Die vollen Hunte werden mittels einer an der Firste befestigten Haspel in den Förderkorb gezogen. Die Entfernung von dem am Weitesten entfernten Ansatzpunkt der Förderstrecke der Variante VIII zum Hauptschacht beträgt in etwa 150 m.

## Füllort Androsch

Die beiden vollen Hunte werden mittels pressluftbetriebener Haspel aus dem Förderkorb gezogen und auf das mittlere Gleis abgestellt. Der Arbeitsvorgang wurde bereits im Bergwerk Altaussee angewandt und stellt sich wie folgt dar: Der erste volle Hunt wird aus dem Korb gezogen und am mittleren Gleis abgestellt, daraufhin wird händisch ein leerer Hunt vom rechten Gleis in den Korb befördert. Nach dem Umsetzen des Förderkorbes wird dieser Vorgang schließlich mit dem zweiten Hunt wiederholt und der Korb fährt wieder in den Erbstollen. Im Androschhorizont werden nun die restlichen vier leeren Hunte mittels Lok näher zum Schacht geschoben. Beim letzten Förderspiel werden die letzten zwei Hunte schließlich wieder näher zum Schacht befördert und gegen Abrollen mit einem Radschuh gesichert. Daraufhin wird die Lok auf das mittlere Gleis verschoben, angekoppelt und fährt nach Ankunft der letzten beiden Hunte zum Versturzort der Kaverne A-1. Das Kippen der Hunte erfolgt durch den Mitfahrer, der die Hunte entriegelt und mithilfe einer Druckluftvorrichtung umstößt. Nach dem Entleeren wippt der Hunt selbstständig zurück und muss nur noch verriegelt werden. Die Entfernung vom Füllort Androsch zum Versturzort der Kaverne beträgt in etwa 120 m.

### 3.2.2.3 Gewinnung

Für die Gewinnung von Steinsalz aus dem Haselgebirge mit konventionellen Methoden stehen grundsätzlich zwei Verfahren zur Verfügung:

- der Abbau des Steinsalzes **in fester Form** (Bergkerngewinnung wurde im Jahr 2008 in Altaussee aus wirtschaftlichen Gründen eingestellt)
- die Gewinnung des Steinsalzes **in flüssiger Form** als Rohsole durch Auslaugung des Haselgebirges mit Wasser mittels sogenannter Werker und Bohrlochsonden.

In alpinen Salzlagerstätten ist in Folge der geringen Salzgehalte und hohen Verunreinigungen nur ein Lösungsbergbau möglich. Daher werden im Salzbergbau Altaussee aufgrund dieser geologischen Verhältnisse die Verfahren der untertägigen Laugung eingesetzt. Die Hohlräume werden hierbei mit Wasser als Lösungsmittel gefüllt, das alle wasserlöslichen Salze (NaCl, Kalzium, Magnesium, Kalium und Sulfationen aus Nebensalzen) aus dem Gestein laugt. Die erwähnten in Lösung gehenden Nebensalze werden bei der Solereinigung ausgefällt und als Solereinigungsrückstand als Aufbereitungsberge wieder in die Kavernen verpumpt. Die unlöslichen Bestandteile des Haselgebirges, wie Ton und Anhydrit, verbleiben im Hohlraum und lagern sich als sogenannter Laist am Grund ab. Dabei werden die entstehenden Kavernen je nach Salzgehalt mit dem Laugungsrückstand wieder befüllt.

In Abbildung 3 ist die Entwicklung der Salzabbautechnologie mittels Solung dargestellt.

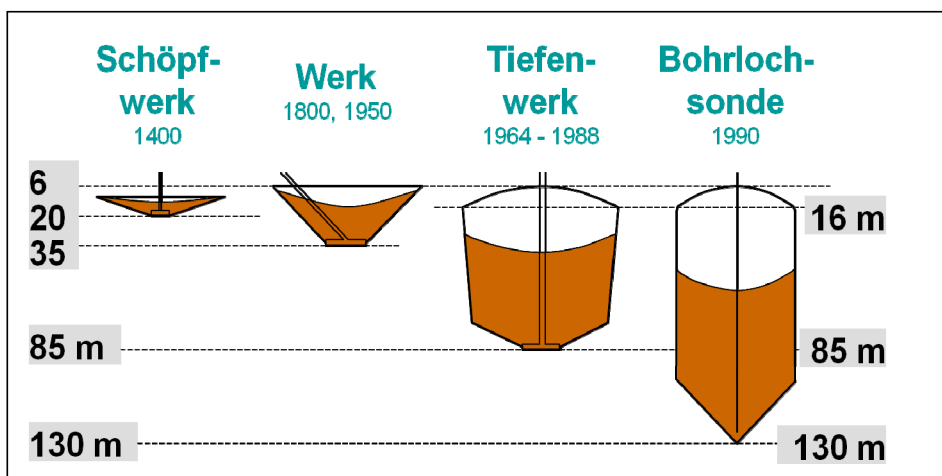


Abbildung 3: Entwicklung der Kavernenlaugtechnik [3].

Aus wirtschaftlichen Gründen wird der Einsatz von Bohrlochsonden bevorzugt, da diese geringere Vorrichtungskosten verursachen und eine bessere Gebirgsausnutzung ermöglichen.

### 3.2.2.4 Abbautechnik

Die kontrollierte Bohrlochsolung stellt bis dato die modernste und kostengünstigste Form der Solegewinnung dar. Um jedoch Bohrlochsonden betreiben zu können, muss die Salzlagerstätte eine ausreichende Mächtigkeit und Flächenausdehnung aufweisen. Eine weitere Voraussetzung ist eine Solung bei mittlerer Teufenlage in einer tektonisch möglichst ungestörten Lagerung. All diese Voraussetzungen sind bei den österreichischen Lagerstätten gegeben. Der Betrieb einer Bohrlochsonde wird in Entwicklungs-, Voll-, und Endphase gegliedert [3]. In der Entwicklungsphase wird mit einer sogenannten Unterwasserführung ein Initialraum für die weitere Solung geschaffen. Dabei erfolgt der Wasserzulauf am Bohrlochtiefsten über das Innenrohr und wird über das Außenrohr wieder abgezogen. Die abgezogene Sole ist mindergrädig und muss daher in anderen Kavernen aufgesättigt werden. Der Hohlraum soll dabei bevorzugt in horizontale Richtung vergrößert werden, bis der geplante Querschnitt erreicht ist. In der folgenden Vollphase wird schließlich der Wasserkreislauf umgedreht, was bedeutet, dass Süßwasser durch den äußeren Ringraum am Kavernendach zugeleitet wird, während die gesättigte Sole zu Boden sinkt und im Zentralrohr der Bohrung aufsteigt. Das Wasser verbleibt hierbei bis zur völligen Sättigung (Salzgehalt rund 310 g/l entsprechend 27 Masseprozent) in der Kaverne. Damit die Konzentration an Nebensalzen so gering wie möglich gehalten wird, muss in dieser Phase weiters darauf geachtet werden, dass der Soleabzug in einer geeigneten Höhe erfolgt.

Der in der Vollphase entstehende zylindrische Kavernenkörper entwickelt sich soweit in vertikale Richtung, bis schließlich die einzuhaltende Salzfeste (Schwebe) erreicht ist. In der Endphase wird aus geomechanischen Gründen versucht, den Kavernenhimmel kuppelartig zu gestalten.

Um eine ungewollte Aussolung an der Firste der Bohrung zu verhindern, wird in

den Ringraum auf den Flüssigkeitsspiegel eine Schutzflüssigkeit oder ein Gas (Luft) eingepresst, die nach dem Prinzip kommunizierender Gefäße wirken. Dieses als Sperrmedium oder Blanket bezeichnete Medium schichtet sich aufgrund seiner geringeren Dichte über dem Lösewasser und sichert das Hangende.

In der End- bzw. Kuppelphase wird durch Ändern der Absetzteufen der Spülrohrstränge sowie des Blanketniveaus in mehreren Etappen eine geomechanisch günstige Kavernenform erreicht.

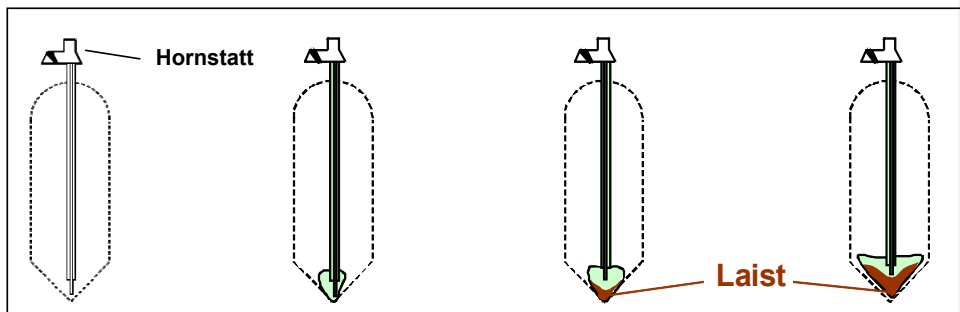


Abbildung 4: Darstellung des Bohrlochverfahrens in der Entwicklungsphase (Unterwassereinführung, Schwachsole)



Abbildung 5: Links: Bohrlochverfahren in der Vollphase (Oberwassereinführung); Rechts: Endphase (Kuppelphase und Auspumpen der Kaverne)

Die hinsichtlich des NaCl-Gehaltes gesättigte Rohsole wird anschließend über Rohrleitungen zur Saline Ebensee gepumpt. Um die Energiekosten für den in der Saline stattfindenden Verdampfungsprozess zu reduzieren muss eine vollständige Sättigung (maximal mögliche Aufnahme von  $\text{Na}^+$  und  $\text{Cl}^-$

Ionen bei der gegebenen Temperatur von 4 - 7°C: 320 kg/m<sup>3</sup>) angestrebt werden.



## 4 Grunddaten

### 4.1 Beschreibung des Laugwerkes A-1

Das für die Versatzunterbringung dienende Laugwerk A-1 befindet sich zentral gelegen im Gewinnungsfeld Altaussee 1. Es liegt westlich des Zentralschachtes zwischen Erbstollen und Androschhorizont. Der Schachtsicherheitspfeiler des Hauptschachtes befindet sich in einer Entfernung von circa 7,5 m vom Plankörper und circa 6 m vom Istkörper. Die Horizontalentfernung vom Maschinenstall beträgt circa 35 m, die Vertikalentfernung vom SOK Maschinenstall bis zum Werkshimmel beträgt circa 30 m. Der sogenannte Maschinenstall wurde für die bevorstehende Erbstollenerweiterung bereits aufgeföhren und soll als Abstellraum für Geräte und Standort zukünftiger Steigerbüros dienen. Der Querschnitt des Maschinenstalls beträgt circa 12 x 5,5 m.

Der zylindrische Plankörper besitzt eine Grundfläche mit einem Durchmesser von 90 m und einer Höhe von 31,2 m. Die Himmelsfläche der Kaverne entwickelte sich elliptisch, mit einer Hauptachsenlänge von circa 84 m und einer Nebenachsenlänge von circa 60 m. Aufgrund des derzeitigen Verwendungszwecks der Kaverne als Speicherkaverne von mindergrädiger Sole fanden sekundäre Verlaugungen an den Ulmen der Kaverne statt. Dadurch entstand eine zunächst vom Kavernenhimmel ausgehend flache Ulme, die sich in einem Abstand vom Kavernenhimmel von 2 - 3 m stark versteilt. Für die Verfüllung der Kaverne wurde daher ein Zylinder mit einer elliptischen Grundfläche mit einer Hauptachsenlänge von 70 m und einer Nebenachsenlänge von 50 m angenommen. Die Kaverne A-1 ist im Anhang auf Basis der Kavernenvermessung 2002 (Laservermessung) im Grund- und Aufriss dargestellt.

### 4.2 Streckenvarianten

Als mögliche Streckenvarianten wurden unterschiedliche Neigungen der



Strecke gewählt, wodurch sich unterschiedliche Streckenlängen, aber auch unterschiedliche Anfahrpunkte für die Strecke ergaben. Die insgesamt acht Varianten wurden mit den Bezeichnungen I bis VIII betitelt, wobei die Neigung von senkrecht bis  $18^\circ$  abnimmt. Die Förderlängen der geneigten Varianten reichen dabei von 46 bis 93 m. Die Förderlänge der Senkrechtvariante setzt sich aus 36,5 m horizontal auf Erbstollenniveau, 28 m vertikal und 8,5 m horizontalem Zubau zur Kaverne zusammen.

### 4.2.1 Neigung

Die Streckenneigungen der untersuchten Schurfvarianten wurden teils an die maximale Förderneigung der Förderaggregate und teils an die technische Machbarkeit der beiden Vortriebsarten angepasst.

Um das gesamte Gurfördererspektrum zu untersuchen, wurden Neigungsvarianten von  $18^\circ$  bis  $40^\circ$  in Betracht gezogen. Die Streckenvariante VIII, mit der geringsten Neigung aller Varianten von  $18^\circ$ , stellt dabei den untersten Bereich der maximalen Neigung für glatte Fördergurte dar. Unter günstigen Umständen ermöglichen profilierte Gurte Förderneigungen von bis zu  $35^\circ$ . Für das aktuelle Projekt wurden profilierte Gurte bis zur Streckenvariante IV mit  $26,5^\circ$  als geeigneter Fördergurt festgelegt, um einen sicheren Betrieb gewährleisten zu können. Diese Variante stellt gleichzeitig auch den hinteren Bereich des Maschinenstalls dar. Streckenvariante II mit einer Steigung von  $32^\circ$  wurde normal zum Maschinenstall angelegt und kann ebenso wie Variante III mit  $40^\circ$  nur mit einem Wellenkantengurt bewältigt werden. Für die Schachtvariante I wurden die Senkrechtförderaggregate Gurtbecherwerk und das von der Firma SVEDALA entwickelte POCKETLIFT<sup>®</sup>-System in Betracht gezogen.

Aus auffahrungstechnischer Sicht stellt Variante VIII mit der geringsten Neigung von  $18^\circ$  die Grenze für einen TSM-Vortrieb ohne Aufrüstung dar. Die Rutschsicherheitsgrenze der TSM liegt bei  $22,5^\circ$  (Variante VI). Die maximale Vortriebsneigung wurde mit  $26,5^\circ$  festgelegt (Variante IV), wodurch jene Varianten mit größerer Neigung nur noch sprengtechnisch aufgefahren werden



können. Variante II mit der größten Schurfneigung von 40° stellt laut Steigern [3,4] die maximal sprengtechnisch realisierbare Neigung dar.

### 4.2.2 Lage

Das anfallende Schüttgut soll mittels Gleisförderung zu einer Versturzeinrichtung auf die Fördereinrichtung aufgegeben werden und anschließend in den Hohlraum transportiert werden. Die Fördereinrichtung muss den Höhenunterschied vom Erbstollen bis in den Hohlraum bewerkstelligen. Um einen hohen Verfüllungsgrad des Hohlraumes zu erreichen sollte dieser im oberen Bereich angefahren werden. Außerdem wird aus verfahrenstechnischer Sichtweise der Einbau der Versatzeinrichtung erleichtert, da diese möglicherweise am Kavernenhimmel befestigt werden kann und unter Umständen Zwischenbunker zwischengeschaltet werden müssen. Die Richtung der Förderstrecken wurde einerseits so gewählt, dass diese stets in Richtung des Kavernenmittelpunktes zeigen und andererseits die kürzeste Streckenlänge ergeben. Die Varianten ab 26,5° sind aus auffahrungstechnischer Sicht am günstigsten, da sich die Ansatzpunkte der Strecken im Bereich des Maschinenstalls mit besseren Platzverhältnissen befinden.

Die Streckenvarianten sind in der nachfolgenden Tabelle 3 und Abbildung 6 übersichtlich dargestellt.



Darstellung	Beschreibung
	<p><b>Variante I</b></p> <p>Neigung: 90°,                  Länge: 68 m,                  TSM Auffahrung:                  35m (14,5m zum                  Entleeren der                  Hunte),                  Schachtaufbrechen:                  28m, 5m Abstand zu                  Kaverne (Sicherheit)</p>
	<p><b>Variante II</b></p> <p>Neigung: 40°,                  Länge: 46 m,                  kürzeste                  Entfernung von                  Maschinenstall                  zu Kaverne                  (normal auf                  Maschinenstall)</p>
	<p><b>Variante III</b></p> <p>Neigung: 32°,                  Länge: 55 m,                    Streckenbeginn                  25 m von                  Erweiterung                  entfernt</p>
	<p><b>Variante IV</b></p> <p>Neigung: 26,5°,                  Länge: 64 m,                    Streckenbeginn                  im hinteren                  Bereich des                  Maschinenstalls</p>
	<p><b>Variante V</b></p> <p>Neigung: 25°,                  Länge: 68 m,                    Entfernung vom                  Maschinenstall:                  10 m,</p>



	<p><b>Variante VI</b>                  Neigung: 22°,                  Länge: 77 m,                  Entfernung vom                  Maschinenstall:                  22 m,</p>
	<p><b>Variante VII</b>                  Neigung: 20°,                  Länge: 84 m,                  Entfernung vom                  Maschinenstall:                  31 m,</p>
	<p><b>Variante VIII</b>                  Neigung: 18°,                  Länge: 93 m,                  Entfernung vom                  Maschinenstall:                  42 m,</p>

Tabelle 3: Schematische Darstellung aller Streckenvarianten im Aufriss



Abbildung 6: Übersichtsdarstellung aller Varianten im Grundriss  
ACAD FILE Grundriss Varianten (für Doc) einfügen

## 4.3 Ermittlung der Volumina

### 4.3.1 Ermittlung des anfallenden Haufwerks

Mit der ermittelten Förderstreckenlänge, der voraussichtlichen Länge der Erbstollenerweiterung (laut PROISL [8]) von 1.492 m und dem dazugehörigen Querschnitt kann das anfallende Volumen abgeschätzt werden. Zum Volumen dieser Streckenauffahrungen wurde dabei auch das Haufwerk der Herrichtungsarbeiten für die in der Schurfförderung notwendigen Anlagen (Bunker, usw.) und Hornstätten berücksichtigt. Durch die Erweiterung werden 9 Kavernen erschlossen. Die Hornstätten für den Bohrlochsondenzu- und ausbau besitzen ein Volumen von je 350 m<sup>3</sup>. Um ein realistisches Schüttgutvolumen zu ermitteln, wurden Maximalwerte der geplanten Infrastruktur angenommen. Für das Strecken- und Bunkervolumen wurde daher von der längsten Streckenvariante bzw. einer großzügig dimensionierten Bunkeranlage ausgegangen.

Aus dem ermittelten Gesamtvolumen des festen Gebirges muss ein von der SAAG vorgegebener Auflockerungsfaktor von 1,6 berücksichtigt werden, um das für die Förder- und Versatzaggregate essentielle Schüttvolumen des Haufwerks zu erhalten. Die Berechnung ergab ein Schüttgutvolumen von 19.807 m<sup>3</sup>.

Haufwerksvolumen	Länge	Vol. fest	Vol. locker	Anmerkung
	[m]	[fm <sup>3</sup> ]	[m <sup>3</sup> ]	
Erbstollenstrecke	1492	8594	13750	laut DA PROISL [8]
Hornstätten (9*350m <sup>3</sup> )		3150	5040	laut DA PROISL [8]
Förderstrecke	93	536	857	längste Förderstrecke
Herrichtungseinbauten für Förderstrecke (Bunker)		100	160	Annahme: circa 80 m <sup>3</sup>
<b>Gesamthaufwerksvolumen</b>			<b>19.807</b>	

Tabelle 4: Ermittlung des anfallenden Haufwerksvolumens

### 4.3.2 Bestimmung des Volumens der Kaverne A-1

Eine genaue Vermessung war im Bearbeitungszeitraum dieser Arbeit nicht



möglich, da die Kaverne derzeit als Speicherkaverne dient, mit Sole gefüllt ist und nicht leergepumpt werden konnte.

Als Grundlage für die Bestimmung des Kavernenvolumens diente daher die 2002 durchgeführte SOCON Laservermessung. Diese ergab ein Fassungsvermögen von 34.891 m<sup>3</sup>. Seit dieser Vermessung wurde in unregelmäßigen Abständen Material aus diversen Arbeiten in die Kaverne über die Sturzrollen verkippt. Nach Schätzungen der Bergtechnikabteilung betrug dieses Volumen 6.400 m<sup>3</sup>. Zusätzlich zum verkippten Feststoff wurden auch mindergrädige Sole und Grubenwässer in die Kaverne geleitet, wodurch weitere Laugprozesse an Kaverne und verstürzten Haufwerk stattfanden. Nach Meinung verantwortlicher Steiger kann daher vom verstürzten Haufwerk in etwa 50% abgezogen werden.

Kavernenvolumen	[Einheit]	Menge	Anmerkung
Werkshohlraum	[m <sup>3</sup> ]	34.891	Vermessung 2002 (SOCON)
Versturzmaterial 5/2003 bis 3/2006	[m <sup>3</sup> ]	-6400	Angabe lt. Bergtechnik
Verlaugung (ca. -50%)	[m <sup>3</sup> ]	3200	Angabe lt. Bergtechnik
<b>Geschätztes Werkshohlraumvolumen</b>	<b>[m<sup>3</sup>]</b>	<b>31.691</b>	
Geschätztes Werkshohlraumvolumen	[m <sup>3</sup> ]	31.691	
Gesamthaufwerksvolumen	[m <sup>3</sup> ]	19.807	
Resthohlraum	[m <sup>3</sup> ]	11.884	
Resthöhe in Kaverne nach Verfüllung	[m]	2,80	Annahme: 2,5 m
Zur gänzlichen Verfüllung mögliche Vortriebslänge	[m]	3439	
Verfüllungsgrad	[%]	63	

Tabelle 5: Ermittlung des Fassungsvermögens der Kaverne A-1

Die Berechnung ergab ein Restfassungsvermögen von 31.691 m<sup>3</sup>. Der Resthohlraum der Kaverne nach der geplanten Erweiterung des Erbstollens beträgt somit in etwa 11.884 m<sup>3</sup>, wodurch eine theoretische Kavernenhöhe von 2,8 m verbleibt. Somit ist erwiesen, dass die gesamten Vortriebsberge für die geplante Erbstollenerweiterung in der Kaverne A-1 Platz finden. Der Verfüllungsgrad, der das anfallende Haufwerksvolumen dem derzeit





offenen Werkshohlraum gegenüberstellt, beträgt gemäß nachfolgender Formel 1 etwa 63%.

$$\text{VERFÜLLUNGSGRAD} = \frac{\text{Gesamthauwerksvolumen}}{\text{Geschätztes Werkshohlraumvolumen}}$$

Formel 1: Verfüllungsgrad

**Das in der Laugkaverne A-1 zur Verfügung stehende Hohlraumvolumen für die Speicherung der Vortriebsberge reicht demnach für die geplante Erweiterung aus.**

## 5 Verfahrensvergleiche

Mithilfe der Verfahrensvergleiche wurden die für die Projektumsetzung erforderlichen Verfahren und technischen Anlagen gegenübergestellt, um das geeignetste Verfahren bzw. technische Anlage zu ermitteln. Für die Verfahrensvergleiche I, IV und V der technischen Anlagen wurden Nutzwertanalysen durchgeführt, um eine Diskussionsgrundlage mit der Betriebsleitung, Steigern und Firmenanbietern zu haben. Basierend auf diesen Diskussionen konnte eine Auslese aufgrund technischer und wirtschaftlicher Vorteilhaftigkeiten getroffen werden. Für die ausgewählten Anlagen wurden anschließend die Kosten ermittelt. Die Verfahrensvergleiche II und III beruhen auf einem Kostenvergleich.

### 5.1 Bewertung der Projektwürdigkeit/Nutzwertanalyse

**Definition der Nutzwertanalyse:** *„Analyse einer Menge komplexer Handlungsalternativen mit dem Zweck, die Elemente dieser Menge entsprechend den Präferenzen des Handlungsträgers bezüglich eines multidimensionalen Zielsystems zu ordnen“*

[Zangemeister, C.: Nutzwertanalyse in der Systemtechnik, 4. Aufl., Berlin 1976, S. 45.]

Die vorliegende Problemstellung befasst sich mit der Auswahl von einzelnen Elementen, die zu einer Anlage verbunden werden sollen. Diese als Syntheseproblem bezeichnete Problemstellung kann gelöst werden, indem aus den einzelnen Bauteilen durch Nutzwertanalysen das am besten geeignete Objekt geschaffen wird. Hierzu wurde zuerst ein Brainstorming durchgeführt, wobei prinzipiell machbare Ansätze herauskristallisiert werden konnten. Die im Brainstorming bestimmten Lösungsansätze wurden schließlich detaillierter durchleuchtet und mit der Betriebsführung diskutiert.

Die Bewertung ob ein Projekt projektwürdig ist, das heißt würdig ist, in Projektform durchgeführt zu werden oder nicht, kann intuitiv oder analytisch aufgrund der Erfahrungen der Entscheidungsträger oder mithilfe



formaler Bewertungsschemen entschieden werden. Ein Instrument für die Beurteilung der Projektwürdigkeit ist die Nutzwertanalyse, die zur Bewertung von Handlungsalternativen dient. Die Nutzwertanalyse kann aber auch als Checkliste und Diskussionsgrundlage benutzt werden und somit eine Orientierungshilfe im qualitativen Entscheidungsprozess darstellen. Ein Vorteil der Nutzwertanalyse ist die Übersichtlichkeit bzw. Nachvollziehbarkeit von Entscheidungen, die insbesondere bei umfangreichen Projekten überschaubar bleiben. Die Faktoren und Bewertungen der Nutzwertanalysen wurden in Zusammenarbeit mit der Betriebsführung diskutiert und festgesetzt. Besonderes Augenmerk wurde auf die zahlreichen Anforderungen an das System gelegt. Die Palette an Anforderungen unterteilte sich hierbei in funktionale und nichtfunktionale Anforderungen (z.B. Einfachheit, Flexibilität). Zudem wurde bei der Bewertung auf eine möglichst geringe Komplexität/Automatisierung der Anlage geachtet, da komplexe Systeme einen hohen Wartungs- und Energieverbrauch besitzen, die Flexibilität reduzieren, eine Abhängigkeit vom Hersteller implizieren und Schulungen für das Personal erfordern. Demzufolge wurden die Kriterien Bedienbarkeit, Wartbarkeit, Zuverlässigkeit, einfache und transparente Prozesse und Einsatz bewährter Technologien als wichtiger eingestuft.

Der erste Schritt einer objektiven Bewertung stellt das Aufstellen von Zielvorstellungen dar, aus denen sich Bewertungskriterien ableiten lassen. Aus diesen Bewertungskriterien können schließlich Lösungsvarianten begutachtet und den Anforderungen an den jeweiligen Betrieb angepasst werden. Als Zielvorstellungen sind für technische Aufgaben vor allem die Anforderungen aus der Anforderungsliste und allgemeine Bedingungen, die oft erst im Zusammenhang mit der erarbeiteten Lösung erkennbar werden, heranzuziehen.

Im nächsten Schritt wird die eigentliche Wertung durch Vergabe von Werten durchgeführt. Hierbei ergaben sich die Werte aus den zuvor ermittelten Eigenschaftsgrößen durch Zuordnen von Wertvorstellungen des Beurteilers. Diese Wertvorstellungen, auch Erfüllungsgrade genannt, werden durch Vergabe von Punkten ausgedrückt. Als Werteskala wurde das von



VDI 2225-Richtlinie vorgeschlagene Wertespektrum von 0 bis 4 Punkten herangezogen, wobei 4 das Optimum darstellt.

Zur weiteren Differenzierung der Zielvorstellung und zur Ermittlung eines Gesamtwertes wurde eine feinere Werteskala der Nutzwertanalyse herangezogen. Hierfür wurden für die Bewertung der technischen Produkte die einzelnen Teilwerte des Erfüllungsgrades mit einem für das Kriterium vorgesehenen Gewichtungsfaktor multipliziert. Dieser Gewichtungsfaktor besitzt für jedes Kriterium das gleiche Punktespektrum von 0 bis 10, wobei 0 als unwichtig und 10 als besonders wichtig gilt. Nachdem jeder Zielvorstellung ein Wert zugeteilt wurde, konnte schließlich aus den Teilwerten jeder Variante ein Gesamtwert errechnet werden. Anschließend wurden die Werte aufsummiert und jene Alternative mit den meisten Punkten nach der subjektiven Bewertung der Kriterien galt als die technisch sinnvollste.

Werteskala (Punkte)	Bedeutung
0	 Zunehmende Wichtigkeit
1	
2	
3	
4	
5	
6	
7	
8	
9	
10	

Tabelle 6: Gewichtungsfaktoren für die Nutzwertanalyse

Werteskala (Punkte)	Bedeutung
0	unbefriedigend
1	gerade noch tragbar
2	ausreichend
3	gut
4	sehr gut

Tabelle 7: Erfüllungsgrad für Bewertung der technischen Anlagen



Anforderungen		Variante 1		Variante 2		Variante m	
Bewertungs-kriterium	Gewichtungs-faktor (GF) <small>(Wert 0-10 gemäß Tabelle 5)</small>	Erfüllungs-grad (EG) <small>(Wert 0-4 gemäß Tabelle 6)</small>	NUTZWERT 1	Erfüllungs-grad	NUTZWERT 2	Erfüllungs-grad	NUTZWERT m
Kriterium 1	GF <sub>1</sub>	EG <sub>11</sub>	GF <sub>1</sub> *EG <sub>11</sub>	EG <sub>12</sub>	GF <sub>1</sub> *EG <sub>12</sub>	EG <sub>1m</sub>	GF <sub>1</sub> *EG <sub>1m</sub>
Kriterium 2	GF <sub>2</sub>	EG <sub>21</sub>	GF <sub>2</sub> *EG <sub>21</sub>	EG <sub>22</sub>	GF <sub>2</sub> *EG <sub>22</sub>	EG <sub>2m</sub>	GF <sub>2</sub> *EG <sub>2m</sub>
Kriterium 3	GF <sub>3</sub>	EG <sub>31</sub>	GF <sub>3</sub> *EG <sub>31</sub>	EG <sub>32</sub>	GF <sub>3</sub> *EG <sub>32</sub>	EG <sub>3m</sub>	GF <sub>3</sub> *EG <sub>3m</sub>
Kriterium n	GF <sub>n</sub>	EG <sub>n1</sub>	GF <sub>n</sub> *EG <sub>n1</sub>	EG <sub>n2</sub>	GF <sub>n</sub> *EG <sub>n2</sub>	EG <sub>nm</sub>	GF <sub>n</sub> *EG <sub>nm</sub>
SUMME		Σ	ΣNutzwert 1	Σ	ΣNutzwert 2	Σ	ΣNutzwert m
MAXIMUM							
			ΣNutzwert 1	>	ΣNutzwert 2	>	ΣNutzwert m
			MAX(ΣNutzwert 1-m)	→ Sieger Variante 1			

Tabelle 8: Erläuterung der Nutzwerttabelle

Die einzelnen Bewertungskriterien mit der vergebenen Wertung und die daraus resultierenden Gesamtpunktezahlen der durchgeführten Nutzwertanalysen werden in den nachfolgenden Tabellen der Verfahrensvergleiche aufgelistet.

Folgende Verfahrensvergleiche wurden vorgenommen und in den nachfolgenden Unterkapiteln detailliert untersucht:

1. **Verfahrensvergleich I:** Technische Methoden zur Abförderung des Haufwerkes aus der Förderstrecke während der Auffahrung
2. **Verfahrensvergleich II:** Vergleich der Vortriebsarten
3. **Verfahrensvergleich III:** Aufrüstung der TSM AM 45
4. **Verfahrensvergleich IV:** Auswahl an Förderaggregaten/Einbauten
5. **Verfahrensvergleich V:** Haufwerksverteilung in der Kaverne A-1

## 5.2 Verfahrensvergleich I: Technische Methoden zur Abförderung des Haufwerkes aus der Förderstrecke während der Auffahrung

Grundsätzlich müssen das bis zum Ansatzpunkt des Schurfes anfallende Vortriebsvolumen im Erbstollen, das Schurfvolumen und das Volumen für Herrichtungsarbeiten (Zwischenbunker, Verkippstelle usw.) über die Hauptschachtförderung erfolgen. Dabei werden die Hunte im Erbstollenhorizont und Androschhorizont jeweils mittels Lok transportiert und schließlich zu den Versturzstellen der Kaverne A-1 gefördert.

Ein kritischer Parameter bei der Auffahrung der Förderstrecke stellt die Abförderung des anfallenden Haufwerkes dar. Die steile Neigung wirkt leistungsbedingte, technische und sicherheitstechnische Problemstellungen auf.

- Bei der sprengtechnischen Auffahrung muss das Haufwerk manuell auf die Abfördereinrichtung aufgegeben werden. Der Schrapperbetrieb stellt teilweise die Ausnahme dieser Problematik dar, da nur die Bereiche, die vom Schrappgefäß nicht erfasst werden können per Hand geschüttet werden müssen. Somit sollte bei sprengtechnischem Vortrieb der Förderstrecke nur das Fördersystem Schrapper in Betracht gezogen werden.
  - Die Abförderung wird nach jedem Abschlag vorgenommen, der ein Volumen von 18,5 m<sup>3</sup> verursacht, wodurch in etwa 27 Hunte abtransportiert werden müssen.
- Bei maschineller Auffahrung übernehmen bei den Abfördersystemen Kurzband, Vibrorinne und Hunt/Seilwinde die Hummerscherenlader und der Kettenkratzförderer der TSM die Aufnahme des Fördergutes. Auch bei der Schrappervariante sind keine zusätzlichen Schutterarbeiten per Hand erforderlich, da der Einkettenkratzförderer das Fördergut zentral und etwa 2 m hinter die TSM abwirft und somit vom Schrappergefäß zur Gänze erfasst werden kann.



- Bei einer geschätzten Vortriebsleistung von 2,2 m/10 h-Schicht der TSM im geneigten Vortrieb wäre ein Haufwerkanfall von rund 20,5 m<sup>3</sup> zu erwarten (29 Hunte à 0,7 m<sup>3</sup>). Bei einer effektiven Arbeitszeit von 6,75 h bedeutet dies 3 m<sup>3</sup>/h, das heißt in dieser Zeit müssen 5 Züge zu je sechs Hunte abgefördert werden (rund 84 min/Zug).

Bei der Zwischenförderung stellt die Neigung bzw. der Schüttwinkel des zu fördernden Gutes den limitierenden Faktor dar. Ab einer Neigung von etwa 30° scheidet daher die Fördervariante Vibrorinne aus, da das Schüttgut sich schwerkraftsbedingt ohne Fremdeinwirkung nach unten bewegt. Die Schräppervariante kann durch den rauen Untergrund bis zu einer Neigung von 40° ohne Bedenken eingesetzt werden. Für die Abfördervariante mit Seilwinde/Hunte werden bei größeren Förderneigungen geringere Füllungsgrade erwartet. Daher sollte sie nur bei Neigungen bis etwa 30° eingesetzt werden.

### 5.2.1 Abtransport des Haufwerkes bei der Streckenauffahrung

Für die Abförderung des während des Vortriebs der Förderstrecke anfallenden Haufwerks stehen nach Absprache erfahrener Angestellter folgende Varianten zur Verfügung.

Haufwerksabförderung mittels:

- I. Kurzband
- II. Schrapper
- III. Seilwinde/Hunte
- IV. Vibrorinne/Schüttelrutsche

Die 4 Varianten wurden in Absprache mit der Betriebsleitung hinsichtlich Kosten (Personal, Investitionen), Sicherheit, Förderart/-leistung und einigen anderen Anforderungen diskutiert und anschließend bewertet, um die bestmögliche



Variante herauszukristallisieren.

Um die Punktevergabe nachvollziehbar transparent zu machen, werden im Folgenden die einzelnen Vor- bzw. Nachteile angeführt. Das Ergebnis der Nutzwertanalyse findet sich im Anschluss unter Kapitel 5.2.3 wieder.

### 5.2.1.1 Kurzband

Bei dieser Fördervariante kann der Vortrieb mit angehängtem Brückenband erfolgen, um die notwendige Restförderlänge zu reduzieren, einen Zwischenspeicher für geschnittenes Haufwerk und einen Zeitpuffer bei der Verlängerung der Kurzbänder zu haben. Somit kann ein kontinuierlicher Vortrieb ohne unterbrechende Verlängerungsarbeiten des Kurzbandes erfolgen. Erst wenn sich die Übergabe des Haufwerks vom Brückenband auf das Kurzband dem Ende des Kurzbandes nähert, muss ein neues eingesetzt werden. Dies hat den Vorteil, dass kontinuierlich abgefördert werden kann und somit keine abförderungsbedingten Leerzeiten an der TSM entstehen. Für die Verwendung des Brückenbandes müssen jedoch Schienen verlegt werden, wodurch eine weitere Variante ohne ein an die TSM gehängtes Brückenband in Erwägung gezogen werden sollte. Hierbei wird das jeweils letzte Kurzband an die TSM befestigt und damit ebenfalls für die Länge eines Bandes der für eine kontinuierliche Förderung notwendige Puffer erreicht. Dabei muss darauf geachtet werden, dass die eingesetzten Kurzbänder mit Führungsschienen versehen sind. Bei dieser Variante sind auch keine Schienenverlegearbeiten notwendig, weshalb diese als kostengünstiger gilt. Ein großer Vorteil in der Abförderung mit Kurzbändern ist in den geringeren Personalkosten zu sehen, da kein zusätzlicher Arbeiter für die Förderung notwendig ist. Die Befüllung der Hunte wird manuell vom Mitfahrer der Lok gesteuert. Anfallende Bandverlängerungsarbeiten werden vom zweiten Mann an der TSM durchgeführt (tragbare Leichtförderbänder), somit sind bei dieser Variante insgesamt 5 Arbeiter im Einsatz. Aus sicherheitstechnischer Sicht ist diese Variante durch den hohen Technisierungsgrad und durch ihre Zuverlässigkeit gegenüber den anderen Varianten zu bevorzugen.



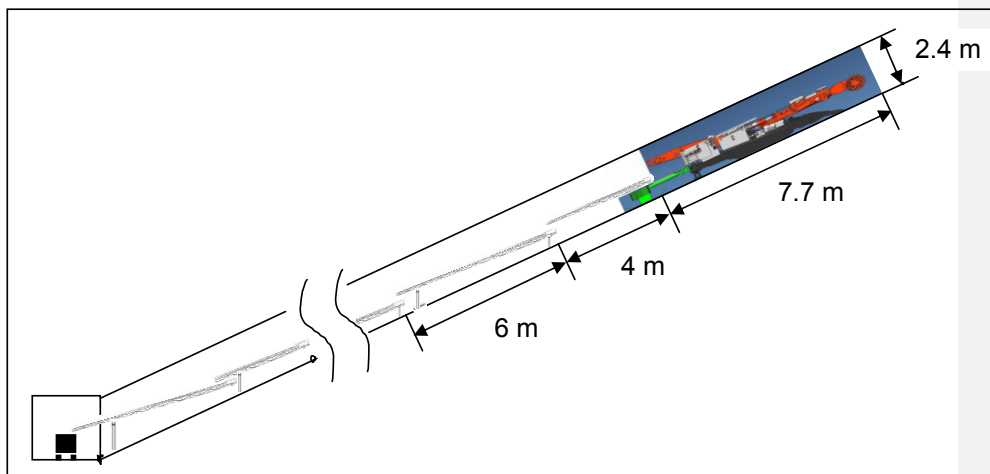


Abbildung 7: Schematische Darstellung der Arbeitsweise des TSM-Vortriebs mit Kurzbandabförderung

### 5.2.1.2 Schrapper

Schrapper sind zwischen Unstetig- und Stetigförderern einzureihen und schließen die Lücke zwischen rein manueller Arbeit und voll mechanisiertem Schüttgutfluss durch Stetigförderer. Schrapper sind Lade- bzw. Fördergeräte, wobei mittels einer Schrapperhaspel ein Schrappergefäß über das Haufwerk gezogen, gefüllt und bis zur Entladestelle bewegt wird.

Bei diesem Verfahren wird das Haufwerk von der TSM in eine von der TSM nachgezogene Führungsrinne geworfen. Die Schrapperhaspel befindet sich im Bereich des Erbstillens, die Umlenkrolle ist auf der TSM montiert. Aufgrund des zu Beginn flacheren Anfahrens der Strecke müssen für das Oberseil eventuell Führungsrollen in der Firste angebracht werden. Die Huntbefüllung erfolgt über eine Ladeschurre, der die Breite eines Huntes aufweist, und wird von dem Arbeiter gesteuert, der auch die Schrapperhaspel bedient. Wesentliche Nachteile dieser Fördervariante sind:

- Diskontinuierliche Förderung aufgrund der pendelnden Förderung.
- Geringe und mit der Förderlänge abnehmende Fördermenge.
  - Relativ hohe Betriebskosten durch enormen Seilverschleiß.



- Hohe Personalkosten, da ein Arbeiter die Schrapperhaspel bedienen muss.

Variante	Neigung [°]	TSM (geneigter Vortrieb - 2,2m/10h-Schicht)		B&S (geneigter Vortrieb - 0,5m/10h-Schicht)	
		Auffahrungsdauer [MS]	Zusätzl. Personalkosten [€]	Einsatzdauer Schrapper [MS]	Zusätzl. Personalkosten [€]
VIII	18	42,3	€ 13.542	46,6	€ 14.896
VII	20	38,2	€ 12.214	42,0	€ 13.435
VI	22	34,9	€ 11.161	38,4	€ 12.277
V	25	31,1	€ 9.952	34,2	€ 10.947
IV	26,5	29,1	€ 9.309	32,0	€ 10.240
III	32	25,0	€ 8.000	27,5	€ 8.800
II	40	20,9	€ 6.691	23,0	€ 7.360

Tabelle 9: Zusätzliche Personalkosten durch den Schrapperbetrieb

- Ständiger Nachbau einer Führungsrinne erforderlich, um nicht den gesamten Streckenquerschnitt zu versperren (Holzzimmerung).
- Unvollständiges Freiladen der Stöße beim sprengtechnischen Vortrieb und daher zusätzlich anfallende manuelle Arbeiten.
- Sicherheitstechnisch bedenklich, da die Schrapperseile hohen, teilweise ruckhaften Belastungen ausgesetzt sind.
- Reaktivierungskosten, Einbaukosten

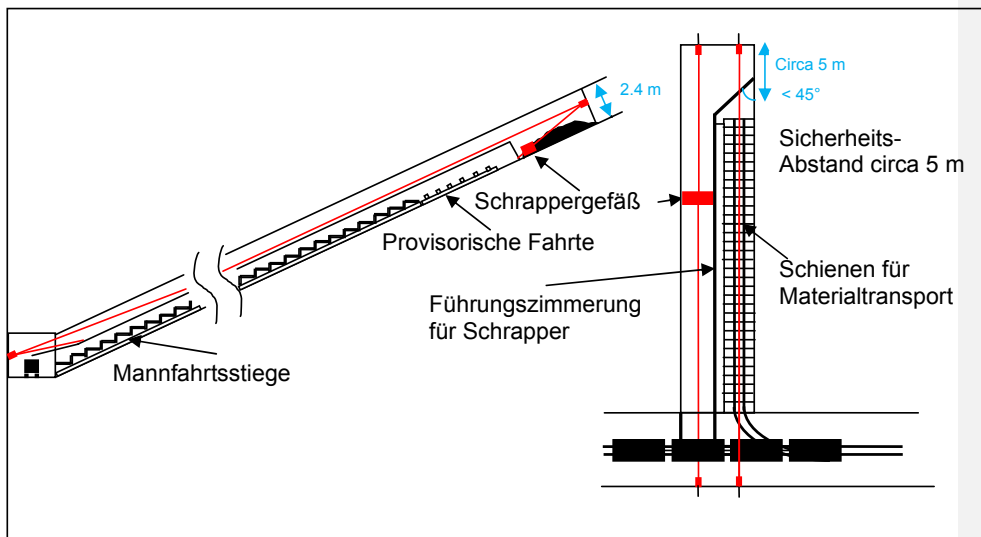


Abbildung 8: Schematische Darstellung des B&S-Vortriebs mit Schrapperabförderung

Es gilt jedoch zu erwähnen, dass für diesen relativ kurzen Einsatz ein Schrapptrieb vorteilhaft wäre, da sich eine Schrappanlage im Besitz der SAAG befindet und somit nicht zugekauft oder ausgeliehen werden muss, was keine zusätzlichen Investitionen verursacht. Der in Altaussee nach einer Bergkernsprengung für Planierarbeiten eingesetzte Schrapper der Marke WOLFF besitzt bei einer Leistung von 22 kW eine Zugkraft von 2.000 kg und kann diese mit 1,2 m/s Zuggeschwindigkeit befördern. Die Förderleistung eines Schrappers ergibt sich aus Länge des Förderweges, Größe und Füllungsgrad des Schrapptgefäßes und Fördergeschwindigkeit. Weitere Vorzüge des Schrapptbetriebes sind dessen schlichte und robuste Bauweise, einfache Bedienbarkeit und Wartung, zuverlässige Arbeitsweise und die von der Betriebsleitung als besonders wichtig bewertete Betriebserfahrung mit dem Gerät.

### 5.2.1.3 Seilwinde/Hunte

Bei dieser Abförderungsvariante werden die Hunte von der Lok entkoppelt und mittels Seilwinde einzeln oder alle auf einmal zur TSM gezogen, befüllt und wieder in den Erbstollen abgelassen. Die Förderung der Hunte und die Befüllung in der Förderstrecke wird vom TSM Helfer durchgeführt. Die Entkoppelung der Hunte von der Lok und die Huntelogistik im Erbstollen werden vom Lokfahrer und dessen Helfer vorgenommen. Die Schnittstelle zwischen diesen beiden Tätigkeiten beansprucht allerdings eine reibungslose Kommunikation, die mittels Funk und Lichtzeichenregelung verwirklicht werden könnte.

#### Vorteile:

- Billige Variante (keine zusätzlichen Investitionen, da Anlagen vorhanden).
- Verlässliche Förderung.
  - Niedriger Wartungsaufwand.

**Nachteile:**

- Niedrige Förderleistung, dadurch hohe Leerzeiten der TSM durch diskontinuierliche Förderung.
- Sicherheitstechnisch bedenklich, da ein Abrollen der Hunte ein hohes Gefahrenmoment darstellt.
- Aufwändige Huntlogistik, da zweites Gleis zum Abstellen der befüllten Hunte und Rangiergleis notwendig ist.
- Hoher Personalaufwand und -kosten, da zusätzlicher Arbeiter benötigt wird.
- Gleisvorbau in Förderstrecke notwendig.

Die Fördervariante Seilwinde/Hunte wurde bereits vorzeitig aufgrund der niedrigen Leistungsfähigkeit und Arbeitssicherheit bei gleichzeitig hohem Personalaufwand von der Betriebsführung ausgeschlossen und wird daher nicht näher behandelt.

**5.2.1.4 Vibrorinne**

Bei dieser Förderung ohne Zugmittel erfolgt die Fördergutbewegung unter Schwerkraftausnutzung nach dem Prinzip der schiefen Ebene. Diese kann jedoch nur funktionieren, wenn zwischen Aufgabe und Abgabe des Fördergutes ein genügend großer Höhenunterschied zur Verfügung steht. Demnach muss der Neigungswinkel größer sein als der Reibungswinkel zwischen Fördergut und Rinne. Der Neigungswinkel der Rinne ist mit der Förderstreckeneneigung festgelegt, somit muss der Reibungswinkel des Haufwerks, der laut verantwortlichen Geologen bei 45° liegt, durch Vibration herabgesetzt werden. Vorteile dieser Variante sind die niedrigen Energie- und Personalkosten, da die Schwerkraft als treibende Kraft ausgenutzt und kein zusätzlicher Arbeiter benötigt wird. Für die Dauer des Förderstreckenvortriebs könnte eine Anlage angemietet werden oder aus Kostengründen von der Saline selbst hergestellt werden.

Ein Vorschlag vom Autor aufgrund ökonomischer Gesichtspunkte wäre eine von der SAAG selbsthergestellte provisorische Schüttelrutsche. Diese würde aus ineinandergreifenden halbierten PVC-Rohren, welche die Rinne darstellen und mehreren Betonrüttelflaschen, die das Vibrationsmedium repräsentieren, bestehen. Die Schwungmasse (auch Unwucht genannt) befindet sich in der Rüttelflasche. Diese Schwungmasse erzeugt eine Vibration und versetzt die Rüttelflasche in mechanische Schwingung. Diese Schwingungen werden auf die PVC-Rohre übertragen. Durch die mechanische Schwingung wird das Haufwerk bergab befördert und schließlich über eine Ladeschurre direkt in Hunte gefüllt. Die PVC-Rohre könnten zu diesem Zweck an die Firste befestigt werden und im Bereich der Huntübergabe auf dieses Höhenniveau ansteigen. Während eines Huntwechsels müsste zusätzlich ein Sperrschieber angebracht werden, der manuell vom Lok-Helfer bedient werden kann.

Für den Einsatz dieser eher unkonventionellen Fördermethode sprechen ein niedriger Personal- und Einbauaufwand, eine hohe Leistungsfähigkeit, da die Rinne kontinuierlich arbeitet und nicht zuletzt ein hohes Maß an Arbeitssicherheit. Nachteilig hat die Betriebsleitung die fehlende Betriebserfahrung und Verlässlichkeit in der Nutzwertanalyse der Abfördervarianten bewertet, da für diese Variante nahezu keine Erfahrungswerte vorhanden sind. Aus diesem Grund sollte sie vorher in einem Testlauf erprobt werden. Daher wurde diese Variante bereits vorzeitig ausgeschlossen und wird demzufolge auch nicht näher behandelt.

## **5.2.2 Abtransport des Haufwerkes bei der Schachtauffahrung**

### **5.2.2.1 Wurfschaufellader**

Der Abtransport des Haufwerkes für die Variante der Senkrechtförderung unterscheidet sich nur in der Art des Schutterns. Das Laden des gesprengten Materials übernimmt hierbei ein Wurfschaufellader, der die Hunte direkt befüllt.

Die Schuttertätigkeiten finden auch nicht kontinuierlich statt, sondern



werden am letzten der vier Tage des Vortriebszyklus vorgenommen. Diese Schuttermethode hat sich im Salzbergbau bewährt und kann auf eine lange Erfahrung zurückblicken. Daher wird diese Methode in dieser Arbeit nicht genauer untersucht und für die Schachtvariante I als gegebenes Schutterverfahren betrachtet.

### **5.2.3 Ergebnis Verfahrensvergleich I: Abförderung aus der Förderstrecke**

Die 4 Varianten für den Abtransport des Haufwerkes während der Schurfauffahrung wurden hinsichtlich unterschiedlicher Kriterien, die mit der Betriebsleitung diskutiert und abgestimmt wurden, einer Nutzwertanalyse unterzogen (siehe Tabelle 10). Die Gewichtungsfaktoren haben direkten Einfluss auf das Ergebnis der Kriterien und wurden ebenfalls in Absprache mit der Betriebsleitung festgelegt. Den Kriterien Personalaufwand, Sicherheit, Verlässlichkeit und Betriebserfahrung wurde hierbei eine höhere Relevanz beigemessen, da diese direkten Einfluss auf die laufenden Kosten haben. Die höchste Punktezahl bei dieser Abförderungsanalyse erreichte das Kurzband, gefolgt von Schrapperbetrieb, Vibrorinne und Seilwinde-Hunte-Kombination.



Anforderungen		Kurzband		Schrapper		Seilwinde/Hunte		Vibrorinne	
Kriterium	Gewichtungs- faktor	Erfüllungs- grad	NUTZWERT	Erfüllungs- grad	NUTZWERT	Erfüllungs- grad	NUTZWERT	Erfüllungs- grad	NUTZWERT
Betriebserfahrung	8	2	16	4	32	2	16	0	0
kontinuierlich	7	4	28	2	14	1	7	4	28
Leistungsfähigkeit	5	4	20	2	10	0	0	4	20
Personal	10	3	30	0	0	0	0	3	30
Investitionen	3	2	6	4	12	4	12	1	3
Einbauzeit/ -aufwand	6	3	18	3	18	3	18	4	24
Baugröße/Platzaufwand	3	3	9	4	12	1	3	3	9
Wartung	6	3	18	4	24	4	24	2	12
Bedienungsfreundlich	5	4	20	4	20	1	5	3	15
Arbeitssicherheit	10	4	40	2	20	0	0	4	40
Verlässlichkeit	8	4	32	4	32	4	32	0	0
Lärmentwicklung	1	3	3	4	4	4	4	2	2
<b>SUMME</b>		39	<b>240</b>	37	<b>198</b>	24	<b>121</b>	30	<b>183</b>
<b>MAXIMUM</b>	<b>288</b>								

Tabelle 10: Nutzwertanalyse der Varianten für die Abförderung aus der Förderstrecke

Nach ausgiebigen Diskussionen mit der Betriebsleitung wurde für die maschinelle Auffahrungsvariante das Kurzband gewählt, da sich die Aufgabe, der Zwischentransport und die Übergabe des Fördergutes im Erbstollen auf Hunte am Besten in den vollmechanisierten Prozess eingliedern lassen. Für einen konventionellen Vortrieb kommt aus den vorgeschlagenen Varianten nur eine Abförderung mittels Schrapper in Frage, da bei allen anderen Anlagen Probleme durch den Sprengvorgang an sich auftreten. Das größte Problem stellt hierbei das zeitaufwändige und damit personal- und kostenintensive Zurückbauen des Schrappers, Arbeitsbühne und Mannfahrtsstiege bei jedem Abschlag dar, um diese vor der Sprengdetonation und dem darauffolgenden Steinflug zu schützen. Aber auch die Fördergutaufgabe auf die jeweiligen Anlagen offenbart sich als ungünstig, da diese per Hand durchgeführt werden müsste. Als ein wichtiges Entscheidungskriterium ist auch die Betriebserfahrung mit dem Schrapper zu nennen.



Aggregat	Nutzwert	Entscheidung I
Kurzband	240	gewählt für TSM-Vortrieb
Schrapper	198	gewählt für B&S-Vortrieb
Seilwinde/Hunte	121	
Vibrorinne	183	

Tabelle 11: Ergebnis des Verfahrensvergleiches I

Die beiden am höchsten bewerteten Varianten wurden schließlich in einer detaillierten Kostenanalyse verglichen. Um die beiden Auffahrungsarten kostenmäßig gegenüberstellen zu können, wurde eine Leihvariante der Kurzbänder für die Dauer der Auffahrung untersucht. Ein weiterer Grund die Bänder auszuleihen, besteht in der kurzen Einsatzdauer der Kurzbänder, da diese nur durch eine Mietvariante gegenüber dem Schrappbetrieb wirtschaftlich sind.

Details bzw. Berechnungen hierzu sind im Anhang vermerkt.

Nach mehreren Firmenanfragen erwies sich das Unternehmen MVS ZEPPELIN mit Niederlassung in Rosenheim als der wirtschaftlich und technisch günstigste. Aus dem Sortiment wurden aus Dimensions- und Gewichtsgründen 6 m lange Aluminiumleichtbänder mit einem Gesamtgewicht von je 90 kg gewählt. Diese können aus Sicht der Steiger von 2 Arbeitern getragen und montiert werden, wodurch kein zusätzliches Personal benötigt wird. Die Abmessungen eines Förderbandes belaufen sich auf 6.600 x 480 x 250 mm, wodurch ausreichend Platz für die Mannfahrt und Versorgungsleitungen vorhanden ist. Nach Auskunft der Vermietungsfirma können die Bänder auf mitgelieferte höhenverstellbare Stützen gestellt werden. Durch die Reduzierung der Förderneigung auf den Bändern kann zum Einen ein sicherheitstechnisch bedenkliches Abrutschen des Gesteins verhindert, zum Anderen die Übergabe auf den Hünttransport gewährleistet werden. Die Antriebe können mit 230V/50Hz Energieversorgung vom jeweils letzten Kurzband versorgt werden.

Die wesentlichen Kostenarten für den Kurzbandbetrieb sind Mietkosten, Versandkosten und vernachlässigbare Energiekosten, da die Motorleistung eines Bandes mit 50 t/h Maximalkapazität lediglich 0,75 kW beträgt.





Die Mietkosten für das eben beschriebene Kurzband betragen bei einer längerfristigen Mietzeit 25 €/Arbeitstag zuzüglich 4 €/Wochentag Versicherung. Die Mietkosten pro Monat betragen somit 653,25 €. Die Versandkosten betragen 300 € pro Fahrt, wodurch sich ein etappenweises Mieten der Bänder auf Basis der Vortriebsgeschwindigkeit der TSM anbietet. Untersucht und verglichen wurden hierbei Liefervarianten bei denen alle Bänder, jeweils 3 Bänder, jeweils 4 Bänder und auf 2 Etappen angeliefert werden. Die Varianten jeweils 3 bzw. 4 Bänder auszuleihen stellten sich dabei als am günstigsten heraus. Für die weitere Kostenkalkulation wurde die Variante jeweils 4 Bänder auszuleihen gewählt. Details zur Berechnung der Kosten für eine Abförderung des Haufwerks aus der Förderstrecke mittels Kurzbandern und Schrapper können aus folgender Tabelle und im Anhang nachgelesen werden.

Variante	[Einheit]	IV	V	VI	VII	VIII
<b>Neigung</b>	[°]	<b>26,5</b>	<b>25</b>	<b>22</b>	<b>20</b>	<b>18</b>
<b>Länge</b>	[m]	<b>64</b>	<b>68</b>	<b>77</b>	<b>84</b>	<b>93</b>
Förderlänge	[m]	58	62	71	78	87
Benötigte Stückzahl	[Stk.]	10	11	12	13	15
<b>Mietkosten inklusive Versandkosten</b>						
1 Lieferung	[€]	€ 12.567	€ 14.952	€ 17.552	€ 20.368	€ 26.649
2 Lieferungen	[€]	€ 12.282	€ 13.470	€ 17.150	€ 18.554	€ 24.502
je 4 Bänder	[€]	€ 10.738	€ 12.141	€ 13.761	€ 15.465	€ 18.920
je 3 Bänder	[€]	€ 10.786	€ 12.082	€ 13.593	€ 15.297	€ 18.752
<b>Energiekosten (für gewählte Liefervariante: je 4 Bänder)</b>						
	[€]	€ 75	€ 90	€ 106	€ 124	€ 164
<b>Gesamtkosten (für gewählte Liefervariante: je 4 Bänder)</b>						
	[€]	<b>€ 10.813</b>	<b>€ 12.232</b>	<b>€ 13.868</b>	<b>€ 15.589</b>	<b>€ 19.084</b>

Tabelle 12: Kosten für die Bergeabförderung während der maschinellen Schurfherstellung mittels Kurzbandern und Kosten der Mietvarianten



Variante	[Einheit]	II	III	IV	V	VI	VII	VIII
Neigung	[°]	40	32	26,5	25	22	20	18
Länge	[m]	46	55	64	68	77	84	93
Förderlänge	[m]	46	55	64	68	77	84	93
<b>Reaktivierungskosten</b>								
	[€]	€ 2.000	€ 2.000	€ 2.000	€ 2.000	€ 2.000	€ 2.000	€ 2.000
<b>Energiekosten (für gewählte Liefervariante: je 4 Bänder)</b>								
	[€]	€ 190	€ 243	€ 299	€ 328	€ 385	€ 437	€ 506
<b>Gesamtkosten (für gewählte Liefervariante: je 4 Bänder)</b>								
	[€]	€ 2.190	€ 2.243	€ 2.299	€ 2.328	€ 2.385	€ 2.437	€ 2.506

Tabelle 13: Kosten für die Bergeabförderung während der konventionellen Schurfauffahrung mittels Schrapper

### 5.3 Verfahrensvergleich II: Vergleich der Vortriebsarten

Für die Herstellung der Infrastruktur zur Förderung in die Kaverne A-1 werden folgend der maschinelle und konventionelle Vortrieb untersucht. Als wichtigste Entscheidungskriterien welche Auffahrungsart angewandt wird, wurden die Auffahrungskosten und die Bauzeit herangezogen. Weiters werden die Machbarkeit und Betriebserfahrung der Streckenauffahrungen für die Entscheidungsfindung berücksichtigt.

#### 5.3.1 Auffahrung mittels TSM

Grundsätzlich ist der Einsatz der TSM ausschließlich auf langfristig geplante Aus- und Vorrichtungsarbeiten beschränkt, da eine Maschinenüberstellung mit erheblichem Kostenaufwand verbunden ist und daher ein wirtschaftlicher Einsatz nur über einen längeren Zeitraum möglich ist. Die TSM befindet sich derzeit aufgrund der Herstellung des Maschinenstalls im Erbstollen und wird über den gesamten Planungszeitraum für die sukzessive Erbstollenerweiterung nicht anderweitig eingesetzt.

### 5.3.1.1 Beschreibung der TSM

Das Auffahren der Strecken erfolgt mit der im Besitz der Salinen Austria AG befindlichen TSM ALPINE MINER der Type 45 (TSM AM 45). Die 1990 gebaute TSM mit einem Gewicht von 22 Tonnen und einer Gesamtleistung (inklusive Entstaubungsanlage) von 220 kW ist mit Raupenfahrwerk, Ausleger mit Querschneidkopf, Hummerscherenlader und integriertem Panzerförderband ausgestattet. Die TSM wird in Altaussee lediglich für Vortriebszwecke verwendet und hat daher insbesondere für den Einsatz im Salzbergbau ein Raupenfahrwerk mit montierten Querleisten für eine bessere Bodenhaftung. Am Fahrwerkrahmen ist ein höhenverschwenkbarer Schneidarm an einem Schwenkwerk angebracht, der von einem Schneidtrieb angetrieben und quer zur Schneidarmachse rotiert. An der Maschinenfront ist unterhalb des Schneidarmes ein Ladetisch mit zwei Hummerscherenladern angeordnet, die das geschnittene Material auf einen zentral angeordneten Kettenkratzförderer aufgeben. Der Kettenkratzförderer erstreckt sich vom Ladetisch bis hinter den Fahrwerkrahmen und übergibt schließlich das Material an der Maschinenrückseite auf einen höhenverstellbaren AbwurfAusleger.

Weiters besitzt diese TSM einen auf 100 kW verstärkten Schrämtrieb. Sie weist eine Länge von 7,7 m, eine Breite von 2 m und eine Höhe von nur 1,25 m auf. Durch diese geringe Maschinenhöhe ist es möglich, die geringen Streckenquerschnitte, die im Salzbergbau von großem Vorteil sind, zu realisieren. Der Mindeststreckenquerschnitt von 2,4 x 2,4 m sollte jedoch nicht unterschritten werden, um die bei der Auffahrung notwendigen Leitungen und den Materialtransport unterzubringen.

### 5.3.1.2 Vorteile des TSM-Vortriebs

Der Einsatz der Vortriebsmaschine vom Typ AM 45 hat sich bisher im Salzbergbau Altaussee hervorragend bewährt. Folgende wesentliche Vorteile gilt es anzuführen [8]:

- Eine ungefähr fünffach größere Leistungsfähigkeit von circa 25 m<sup>3</sup>



Vortriebskubatur/Tag gegenüber  $5 \text{ m}^3$  beim Sprengvortrieb; dadurch geringere spezifische Vortriebskosten gegenüber einem konventionellen Vortrieb.

- Das Gestein wird auf schonende Art zerstört; die entstehenden Streckenulmen bzw. Firste sind durch keinerlei Risse beschädigt, wodurch der Erhaltungsaufwand erheblich verringert wird.
- Das feine Haufwerk der Vortriebsmaschine ist für eine kostengünstige Verfüllung einer instabilen Kaverne mittels Schleuderversatz oder Bandversatz geeignet; Haufwerk aus einem Sprengvortrieb wäre nicht geeignet, da dieses ein Größtkorn aufweist und daher für eine Kavernenverfüllung zunächst einer Sekundärzerkleinerung unterzogen werden müsste.
- Niedrige Energiekosten
- Hohe Arbeitssicherheit

### 5.3.1.3 Vortriebsleistung

Es wird angenommen, dass die Schnitttiefe  $0,4 \text{ m}$  beträgt, wodurch in einer 10-Stunden-Schicht im horizontalen Streckenvortrieb aus Erfahrung rund  $4 \text{ m}$  Vortriebslänge erreicht werden können. Hierbei sind bereits alle begleitenden Arbeiten wie etwa Gleislegearbeiten berücksichtigt.

Für den geeigneten Vortrieb wurden die Vortriebleistungen eines Referenzprojektes im Salzbergbau Hallstatt herangezogen. In Hallstatt wurde im Jahr 2001 ein  $44 \text{ m}$  langer Rutschenschurf für die Modernisierung des Schaubergwerkes mit einer Neigung von  $25^\circ$  aufgefahren. Um geeignete Vortriebsleistungswerte zu erhalten wurden hierbei lediglich jene Leistungsdaten aus der geologisch ungestörten Zone berücksichtigt, da im Auffahrungsbereich der geplanten Förderstrecke gute Vortriebsbedingungen erwartet werden. Die Vortriebsleistung bei diesem Projekt wurde mit  $2,2 \text{ m}/10 \text{ h}$ -Schicht ermittelt und für die weiteren Berechnungen der Auffahrung der Förderstrecke in Altaussee herangezogen.



Rutschenschurf Hallstatt, 25°					
Einsatzzeit	Dauer	Vortrieb	V.-leistung	Volumen	Anmerkung
[Datum]	[Schichten]	[m]	[m/Schicht]	[m³/h]	
16.02-28.02	16	35,2	<b>2,2</b>	2,03	normaler Vortrieb
04.03-13.03	12	8,6	0,72	0,66	V. mit geol. Problemen

Tabelle 14: Ermittlung der Vortriebsleistung für einen geeigneten TSM-Vortrieb

### 5.3.1.4 Auffahrungskosten

Die Auffahrungskosten für die Herstellung der Förderstrecke setzen sich aus Personal-, Energie-, Betriebsmittel-, Reparatur- und Aufrüstungskosten zusammen. Erwartungsgemäß verursachten die Personalkosten mit 45 bis 49% und die Aufrüstungskosten mit 21 bis 28% die größten Anteile an den Gesamtkosten. Die steilste Variante, die mit einer Aufrüstung der TSM realisiert werden kann, ist Variante IV mit 26,5°.

Aufgrund der Tatsache, dass bei sprengtechnischer Auffahrung die Vortriebsleistung pauschal mit einem Abschlag pro Arbeitswoche inklusive Abförderung des Haufwerks angenommen wurde, werden auch bei der maschinellen Auffahrung aus Gründen der Vergleichbarkeit die Abtransportkosten miteinbezogen. Unter dem Sammelbegriff Auffahrungskosten werden folgend somit auch die Abtransportkosten einbezogen. Als Abförderungsmethode für den TSM-Vortrieb wurde nach den getätigten Voruntersuchungen die Kurzbandvariante gewählt.



Kostenzusammenfassung TSM - Vortrieb						
Variante	[Einheit]	IV	V	VI	VII	VIII
Neigung	[°]	26,5	25	22	20	18
Länge	[m]	64	68	77	84	93
a Personal	[€]	€ 46.545	€ 49.455	€ 56.000	€ 61.091	€ 67.636
b Energie	[€]	€ 1.921	€ 2.041	€ 2.311	€ 2.521	€ 2.791
c Material (Meißel)	[€]	€ 4.424	€ 5.401	€ 6.804	€ 7.923	€ 9.305
d Reparaturkosten (Pauschale)	[€]	€ 10.000	€ 10.000	€ 10.000	€ 10.000	€ 10.000
e Aufrüstungskosten TSM	[€]	€ 29.105	€ 29.105	€ 29.105	€ 29.105	€ 29.105
<b>Gesamt (ohne Abf. &amp; Verteilkosten)</b>	[€]	<b>€ 91.995</b>	<b>€ 96.001</b>	<b>€ 104.220</b>	<b>€ 110.640</b>	<b>€ 118.837</b>
f Abförderungskosten Schrapper	[€]	€ 11.608	€ 12.216	€ 13.587	€ 14.656	€ 16.032
g Abförderkosten Kurzband-Miete	[€]	€ 10.813	€ 12.232	€ 13.868	€ 15.589	€ 19.084
<b>Gesamt (mit Schrapper)</b>	[€]	<b>€ 103.603</b>	<b>€ 108.218</b>	<b>€ 117.807</b>	<b>€ 125.296</b>	<b>€ 134.870</b>
<b>Gesamt (mit Kurzband-Miete)</b>	[€]	<b>€ 102.808</b>	<b>€ 108.233</b>	<b>€ 118.088</b>	<b>€ 126.229</b>	<b>€ 137.921</b>
h Abförder-und Verteilkosten KB-Kauf	[€]	€ 46.063	€ 46.063	€ 46.063	€ 46.063	€ 46.063
<b>Gesamt (mit Kurzband-Kauf)</b>	[€]	<b>€ 138.058</b>	<b>€ 142.064</b>	<b>€ 150.283</b>	<b>€ 156.703</b>	<b>€ 164.900</b>

Tabelle 15: Kostenzusammenfassung des TSM-Vortriebs

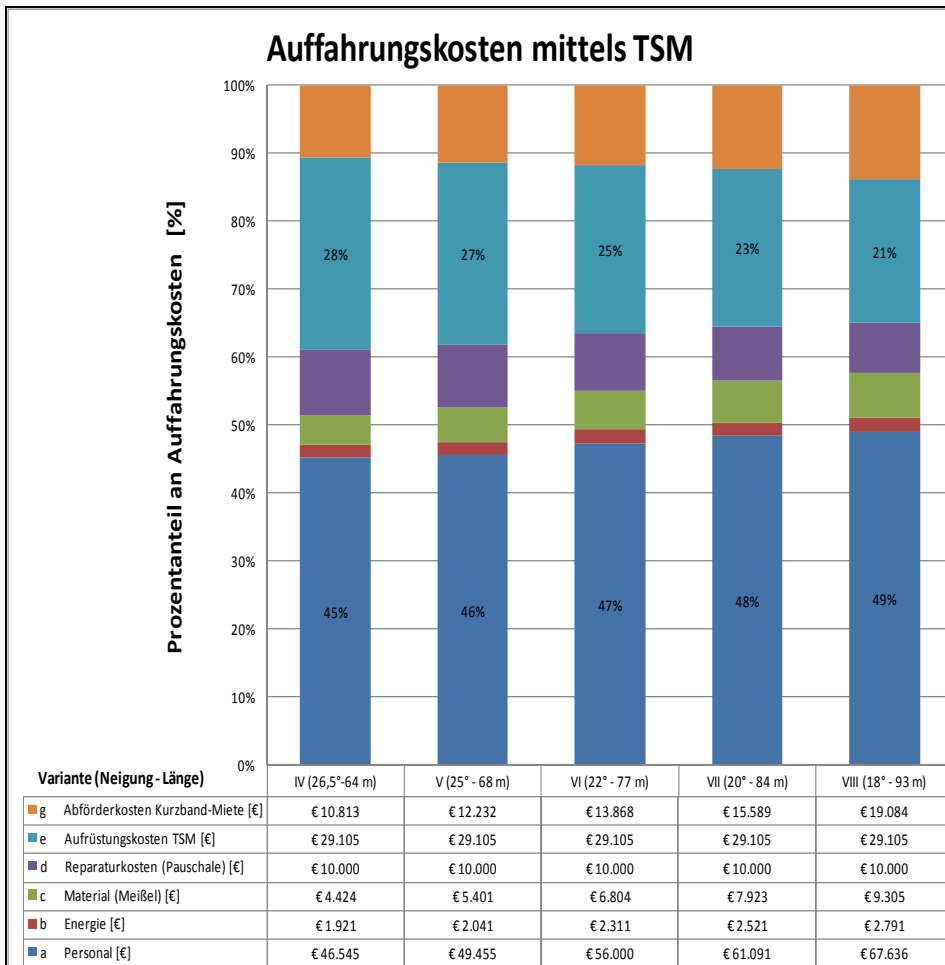


Abbildung 9: Darstellung der Auffahrungskosten mittels TSM

Nachfolgend werden die einzelnen Kostenarten detailliert untersucht:

**a. Personalaufwand:**

Der TSM-Vortrieb ist ein kontinuierlicher Vortrieb, der im Salzbergbau Altaussee im Gegenschichtbetrieb (1-schichtige Belegung, die nicht während Hauptschicht erfolgt) durchgeführt wird. Diese Belegungsart muss deshalb gewählt werden, weil durch die Schachtförderung die Schachanlage voll beansprucht wird und somit die Anlage für sonstige Förderbewegungen nicht verfügbar wäre. Die



planmäßige Belegung einer Schicht beträgt acht Arbeiter, die folgende Arbeiten ausführen:

- 2 Arbeiter bei der TSM, wobei einer die TSM bedient und der zweite als Helfer sämtliche Arbeiten erledigt (Vorbau der Schienen, Befüllen der Hunte usw.).
- 2 Arbeiter für den Transport im Erbstollen, einer ist Lokfahrer und der zweite Helfer beim Befüllen und Entkoppeln der Hunte.
- Jeweils ein Arbeiter im Erbstollen und Androschhorizont als Anschläger am Hauptschacht.
- 2 Arbeiter für den Transport im Androschhorizont, einer ist wiederum Lokfahrer und einer Helfer zum Verstürzen.

Anzahl der Arbeiter	Tätigkeit
1	TSM Fahrer
1	TSM Helfer
2	Förderer Erbstollen
2	Anschläger
2	Förderer Androschhorizont
<b>8</b>	<b>Arbeiter/Schicht</b>

Tabelle 16: Personalbelegung bei horizontalem TSM-Vortrieb

Aufgrund der geringeren Vortriebsleistung im geneigten Streckenvortrieb von 2,2 m/Schicht kann die gesamte Förderung von zwei Arbeitern durchgeführt werden. Der Personalaufwand beim geneigten Vortrieb wurde mit fünf Arbeitern pro Schicht angenommen, wobei ein Arbeiter eine Reserve darstellt. Dieser führt Unterstützungsarbeiten durch, wie etwa die Montage des Kurzbandes oder die Befüllung der Hunte.





Anzahl der Arbeiter	Tätigkeit
	1 TSM Fahrer
	1 TSM Helfer
	2 Förderer Erbstollen
	1 Reserve
<b>5 Arbeiter/ Schicht</b>	

Tabelle 17: Personaleinsatz für TSM Auffahrung

Nach Fertigstellung des geplanten Förderschurfes mit kontinuierlicher Fördereinrichtung wird eine Gegenschicht aus

- 2 Arbeitern an der TSM und
- 2 Arbeitern für den Transport im Erbstollen

bestehen, wodurch die Personalkosten halbiert werden können.

Aus dem Einheitspreis für eine Mannstunde nach dem gültigen Verrechnungssatz von 32 €/MS, der Vortriebsdauer und unter Annahme einer 10-Stunden-Schicht, wurden die Personalkosten für die jeweiligen Varianten ermittelt. Die genaue Berechnung findet sich im Anhang wieder.

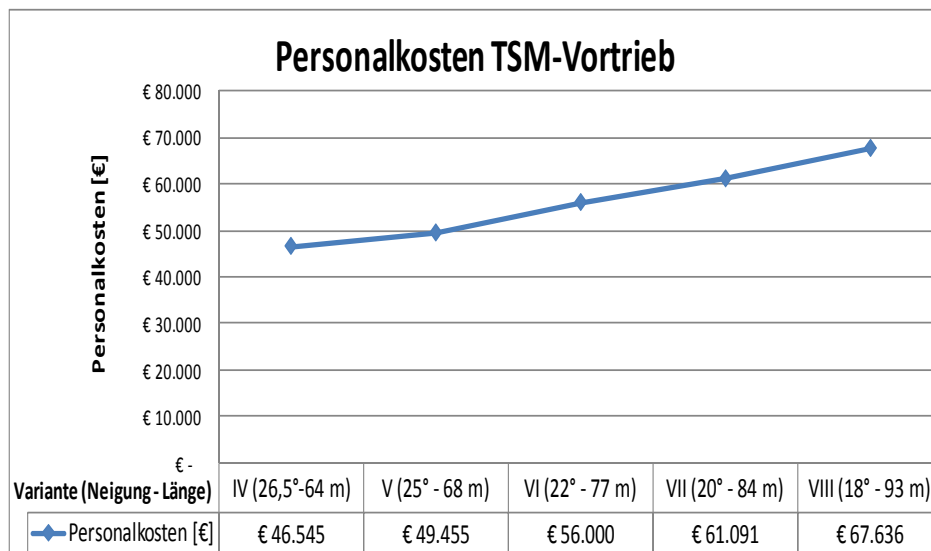


Abbildung 10: Personalkosten des TSM-Vortriebs



## b. Energiekosten

Die Energiekosten beinhalten den Stromverbrauch der TSM-Aggregate und der für die Abförderung des Ausbruchmaterials aus der Förderstrecke verwendeten Kurzbänder.

### Energiekosten TSM

Die Energiekosten des TSM-Vortriebs wurden mithilfe eines Einheitspreises pro Meter Vortrieb und den jeweiligen Vortriebslängen ermittelt. Hierfür wurden die Betriebsstunden der unterschiedlichen Aggregate der TSM aus dem TSM Bericht 2006 [3] entnommen und eine mittlere Einsatzdauer errechnet.

	Betriebsstunden	Vortrieb	Einsatzdauer
Aggregat	[h]	[m]	[h/m]
Hydraulikmotor	369	156	<b>2,37</b>
Schrämmotor	251	156	<b>1,61</b>

Tabelle 18: Ermittlung der mittleren TSM-Einsatzdauer (Daten aus TSM Bericht 2006)

Die mittlere Einsatzdauer des Schrämmotors und der Entstaubung beträgt 1,61 h/m. Der Hydraulikmotor ist im Durchschnitt 0,76 h/m länger im Einsatz als der Schrämmotor, um die TSM zu positionieren und beträgt 2,37 h/m.

Energie TSM	Einheit	Menge	Einsatzdauer	Arbeit	Spez. Energiekosten
Energieeinheitspreis	[€/kWh]	0,07	[h/m]	[kWh/m]	[€/m]
<b>Aggregat</b>					
Hydraulikmotor	[kW]	60	2,37	141,9	9,9
Schrämmotor	[kW]	100	1,61	160,9	11,3
Entstaubung	[kW]	50	1,61	80,4	5,6
Sonstiges	[kW]	10	4,55	45,5	3,2
SUMME	[kW]	220	SUMME	302,8	<b>30,0</b>

Tabelle 19: Ermittlung der spezifischen Energiekosten der TSM

Die Leistungsaufnahme der einzelnen Aggregate wurde aus den Herstellerdaten entnommen. Aus Leistungsaufnahme, mittlerer



Einsatzdauer pro Vortriebsmeter und Energieeinheitspreis konnte somit ein meterbezogener Energiepreis errechnet werden. Der laut SAAG mit 0,07 €/kWh aktuell angegebene Energieeinheitspreis wurde für die gesamte geplante Erweiterungsdauer als konstant angesetzt. Genauere Details der Berechnung sind im Anhang.

### Energiekosten Kurzbänder

Für die Kostenermittlung des Energieaufwandes der Kurzbänder wurde die Einsatzdauer des Hydraulikmotors der TSM von 2,37 h/m herangezogen. Diese wurde unter der Annahme, dass die Kurzbänder länger betrieben werden müssen als der Hydraulikmotor, geringfügig auf 2,5 h/m erhöht. Aus der Leistungsaufnahme eines Kurzbandes von 1,3 kW konnten die spezifischen Energiekosten pro Vortriebsmeter berechnet werden. Hierbei wurde die Anzahl der Kurzbänder je nach Vortriebsfortschritt abzüglich der TSM-Länge angepasst. Aus den kumulierten Energiekosten wurden schließlich die Energiekosten für die jeweilige Streckenvariante berechnet.

Einsatzdauer	Arbeit	Spez. Energiekosten	Anmerkung
[h/m]	[kWh/m]	[€/m]	
2,37	3,1	0,22	
2,5	3,3	0,23	Kurzbandbetrieb länger als TSM-Betrieb

Tabelle 20: Ermittlung der spezifischen Energiekosten der Kurzbänder

#### c. Materialkosten (Meißelkosten)

Die Betriebsmittelkosten wurden vereinfacht aus den Meißelkosten ermittelt. Der Meißelverbrauch wurde aus dem TSM Bericht 2006 berechnet und beträgt 0,3 Meißel pro Ausbruchskubikmeter. Der Einkaufspreis für einen Meißel beträgt 25 €.

#### d. Reparaturkosten

Da die TSM seit längerem nicht betrieben wurde, wurde in Absprache mit der Betriebsleitung eine Instandsetzungspauschale von 10.000 € veranschlagt.

#### e. Aufrüstungskosten der TSM



Die Aufrüstung der TSM wird in Variantenstudie III behandelt. Als Aufrüstungsvarianten wurden folgende ausgewählt:

- 2 Vorschubzylinder und Abspannzylinder an der Ulme (bis 22,5°).
- 2 Vorschubzylinder, die mit der Sohle verankert werden (bis 26,5°).

Von dem Unternehmen SANDVIK wurden Zahlen für die Budgetierung eingeholt, die für die Variante bis 22,5° 66.610 € und für die Variante bis 26,5° 29.105 € vorsieht. Für die Ermittlung der Auffahrungskosten wurden die Abspannvariante bis 26,5° gewählt und die Aufrüstungskosten für alle Varianten einkalkuliert.

#### f. Kosten für die Abförderung aus der Strecke

Um die beiden Auffahrungsarten kostenmäßig gegenüberstellen zu können, wurde eine Leihvariante der Kurzbänder für die Dauer der Auffahrung untersucht. Details bzw. Berechnungen hierzu sind im Abschnitt Verfahrensvergleich Abfordern aus Förderstrecke bzw. im Anhang vermerkt.

### 5.3.2 Auffahrung mittels Bohren und Sprengen

Mittels Sprengtechnik werden im Salzbergbau Altaussee sowohl Vortriebe als auch Bohrkammern (Hornstätten) hergestellt. Im Zuge dieser Arbeit wurden die für die Förderung in die Kaverne A-1 möglichen Streckenvarianten II bis VIII und die Schachtvariante I untersucht. Die Schachtvariante besteht aus maschinell und konventionell Vortrieb, da bis zum Ansatzpunkt des Schachtes eine horizontale Distanz zurückgelegt werden muss, die mittels TSM aufgefahren wird. Diese Distanz beträgt in Summe 36,5 m und setzt sich aus 27,5 m bis zum Schachtansatzpunkt und zusätzlichen 9 m (7,1 m inklusive 1,9 m Reserve) zur Entleerung der Hunte zusammen. Die konventionelle Auffahrung besteht aus einem Schachtaufbruch mit einer Höhe von 28 m und einer horizontalen Streckenauffahrung von 8,5 m, um die Kaverne im oberen Bereich anzufahren. Zunächst wurden die allgemeinen Berechnungen und



anschließend die Auffahrungskosten und der Bauzeitplan für den Sprengvortrieb ermittelt.

## Allgemeine Daten

<b>Abschlagsdaten</b>	Breite	2,4 [m]
	Höhe	2,4 [m]
	Länge	2 [m]
	Querschnitt	5,76 [m <sup>2</sup> ]
	Volumen (fest)	11,52 [m <sup>3</sup> ]
	Auflockerungsfaktor	1,6 [-]
	Volumen (locker)	18,432 [m <sup>3</sup> ]
<b>Bohrdaten</b>	Bohrlochanzahl	36 [-]
	Spez. Bohrlochanzahl	6,25 [BL/m <sup>2</sup> ]
	Bohrmeter pro Abschlag	72 [m]
	Bohrmeter pro m <sup>3</sup>	6,25 [m/m <sup>3</sup> ]

### 5.3.2.1 Beschreibung des Schachtaufbruches mittels Sprengtechnik

Der Schacht für die Senkrechtfördervariante besitzt eine Gesamthöhe von 34 m, wobei 3,6 m für Bunker,- Abzugs,- und Aufgabereinrichtung auf das Senkrechtförderaggregat vorgesehen sind. Für den Schacht müssen 28 m sprengtechnisch aufgebrochen werden, da sich der Ansatzpunkt des Schachtes durch den maschinellen Vortrieb bereits in einer Höhe von etwa 2,4 m befindet. Der Schacht sollte zur Unterbringung des Förderaggregates, einer Mannfahrtsstiege und sonstigen Einbauten für die spätere Infrastruktur einen Mindestquerschnitt von 2,4 x 2,4 m aufweisen. Während der Herstellung des Schachtes wird dieser bereits geteilt, wobei die Mannfahrtsstiege mit einer Breite von 1,3 m fix nachgebaut wird. Der restliche Querschnitt, das Fördertrum, dient als Bergetransport und sonstigen Einrichtungen für Förderung und Materialtransport.

Bei jedem Abschlag müssen 2 Ruhebühnen zurückgebaut werden, um einen Sicherheitsabstand für die Sprengung von etwa 7 m zur fix installierten Mannfahrtsstiege einzuhalten. Die Bohr- und Ladearbeiten finden auf



der oberen Ruhebühne 1 statt, die bei der Sprengung komplett abgebaut werden muss. Ruhebühne 2 dient als Zwischenpodest zur Mannfahrt und zur Arbeitserleichterung. Diese Ruhebühne wird bei der Sprengung zum Schutz der darunterliegenden Ruhebühne 3 bzw. der Mannfahrtsstiege und der Arbeitsgeräte schräg montiert, um aufprallendes Gestein in den Förderschacht zu lenken. Nach jedem Abschlag werden von einem Arbeiter zunächst Sicherungsarbeiten vorgenommen, wobei lockere Gesteinsbrocken von der Ortsbrust gelöst werden. Nach jedem zweiten Abschlag beinhalten diese Sicherungsarbeiten zusätzlich das Verschließen des Schachtes, um die 2 Arbeiter bei den Schutter- und Bergearbeiten gegen Steinschlag zu schützen. Anschließend werden die Ruhebühnen 1 und 2 wieder aufgebaut und die Nachrissarbeiten vorgenommen. Weiter Arbeiten sind das Anbringen einer Winde für den Materialtransport, der Nachbau der Mannfahrtsstiege und schließlich die Herstellung einer neuen oberen Ruhebühne. Hierfür werden 6 Vierkant-Reibanker in das Gebirge montiert und mit Auflagerflächen ausgestattet, die den späteren Konsoleneinbau erleichtern. Die Reibanker werden in das Gebirge geschlagen und können sich aufgrund des vierkantigen Ankerprofils nicht verdrehen. Auf den Auflagerflächen werden schließlich Kanthölzer angebracht, die wiederum als Auflager für Dielenbretter fungieren.

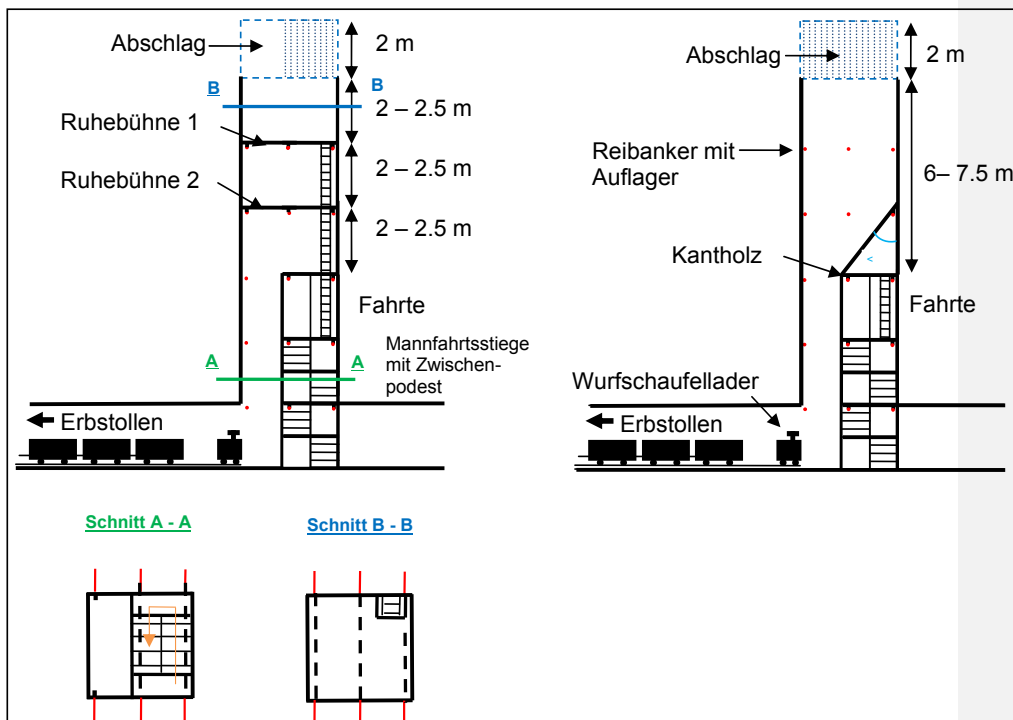


Abbildung 11: Schematische Darstellung des Schachtaufbruches

### 5.3.2.2 Beschreibung des geneigten Streckenvortriebs mittels Sprengtechnik

Der Schurfvortrieb wird in ähnlicher Weise wie der zuvor beschriebene Schachtaufbruch durchgeführt. Für den Materialtransport wird die für den Bergetransport montierte Umlenkrolle an der Ortsbrust versetzt, um das Material auf den in der Mannfahrtsstiege verlegten Schienen zum Arbeitsplatz zu transportieren. Die provisorischen Fahrten werden nach jedem, die Schienen und die Führungszimmerung für den Schrappbetrieb nach jedem zweiten Abschlag vorgebaut. Die Arbeitsbühne wird für Bohr- und Ladearbeiten hochgezogen und montiert. Nach den Vorbereitungsarbeiten für die Sprengung wird die Arbeitsbühne wieder zurückgebaut und gemeinsam mit den Umlenkrollen des Schrappers und Seilen in einem genügend großen Sicherheitsabstand abgelegt. Nach der Sprengung werden zunächst Sicherungsarbeiten vorgenommen und anschließend die Umlenkrolle

des Schrapers an der Ortsbrust verankert, um die Schutterarbeiten mit dem Schrapper durchführen zu können. Der zweite Arbeiter nimmt während dieser Zeit die Nachrissarbeiten an der Ortsbrust und das manuelle Freiräumen der Stöße vor. Ein Abschlagszyklus kann laut Erfahrungsberichten [3] in einer 4-Tages-Arbeitswoche von 2 Arbeitern durchgeführt werden. Der geeignete sprengtechnische Vortrieb ist in Abbildung 8 schematisch dargestellt.

### 5.3.2.3 Ermittlung der Abschlagslänge

Die Abschlagslänge wurde in Abhängigkeit von dem Streckenquerschnitt von 5,76 m<sup>2</sup>, guter Stabilität und Lösbarkeit des Gebirges und unter Berücksichtigung von gebirgsschonendem Sprengen gewählt. Die nachfolgenden Diagramme [13] zeigen den Zusammenhang zwischen Streckenquerschnitt und Abschlagslänge.

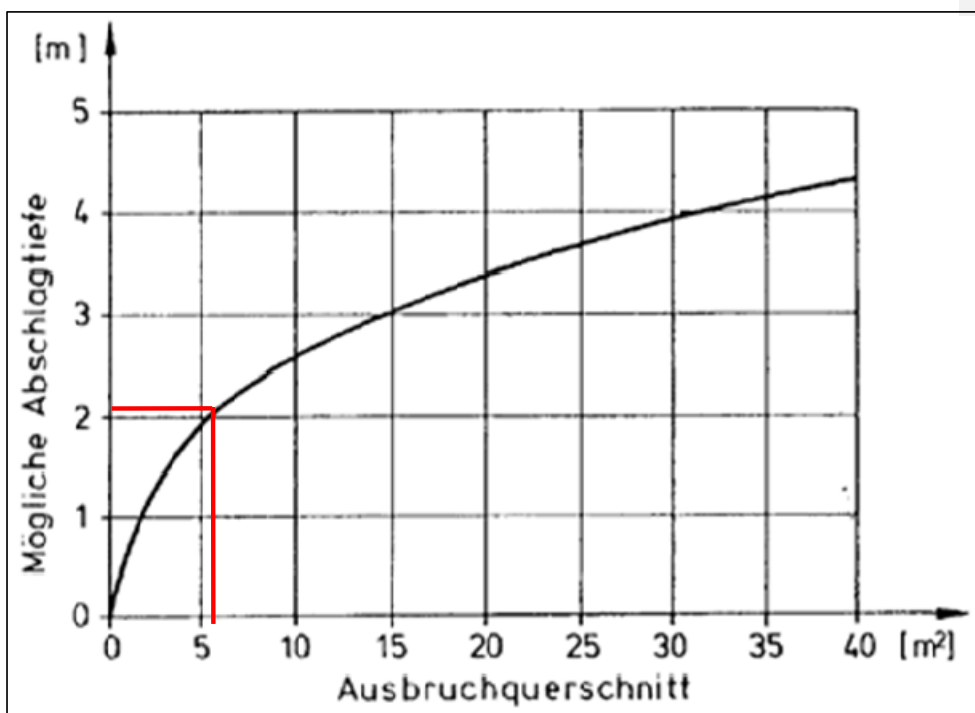


Abbildung 12: Abschlagslänge in Abhängigkeit vom Streckenquerschnitt [13]



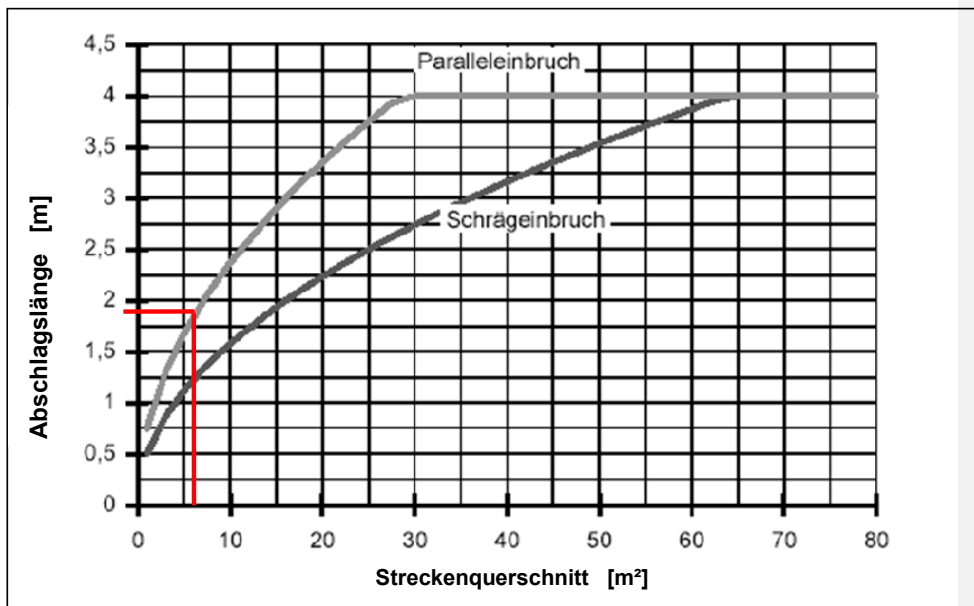


Abbildung 13: Abschlagslänge in Abhängigkeit vom Streckenquerschnitt und der Einbruchart [13]

Für den Strecken- und Schachtvortrieb wurde eine Abschlagslänge von 2 m nach WILD [13] ermittelt und nach Absprache mit erfahrenen Steigern für beide Vortriebe als gleich angenommen.

Die Abschlagslänge wurde geringer angesetzt, um gebirgsschonend zu Sprengen. Dadurch werden die Erschütterungen reduziert, die Profilgenauigkeit und Stabilität des Gebirges erhöht und somit Ausbaukosten eingespart. Außerdem wird durch die nahezu intakte Standfestigkeit des Gebirges die Unfallgefahr durch Steinschlag vermindert. Des Weiteren wurden bei der Konzeption des Bohrschemas mehr Bohrlöcher eingeplant, die zusätzlich durch eine gestreckte Ladesäule das Gebirge schonender lösen.

#### 5.3.2.4 Bohr- und Ladeschema

Die Einbruchart, Anordnung und Anzahl der Bohrlöcher orientiert sich im Salzbergbau Altaussee an der anzutreffenden Geologie und an Erfahrungswerten. Der Einbruch kann laut Theorie [21] als Paralleleinbruch auf mehreren Großbohrlöchern klassifiziert werden. Das in Altaussee

angewandte Bohrschema [4] besteht aus vier zentral angeordneten Einbruchbohrlöchern, umgeben von spiralförmig angeordneten Helferbohrlöchern, deren Anordnung eine sukzessive Vergrößerung der freien Fläche schaffen. Die 16 Außenkranzbohrlöcher stellen in einem Abstand von 0,6 m das tatsächliche Streckenprofil her. Die Einbruchbohrlöcher besitzen zur Bereitstellung einer ersten freien Fläche einen größeren Durchmesser von 78 mm. Die Durchmesser der restlichen 32 Bohrlöcher liegen bei 36 mm. Nach der Theorie der freien Fläche und aufgrund des quadratischen Querschnittes wäre eine symmetrische Anordnung der Sprengbohrlöcher um die ungeladenen Großbohrlöcher zweckmäßiger und in der Praxis einfacher auszuführen. Das vom Autor vorgeschlagene Bohrschema vergrößert durch die Anordnung der Sprengbohrlöcher im Dreiecksverfahren schrittweise die freie Fläche. Die Bohrschemata sind im Anhang dargestellt.

Die Ladeschemata sehen im Bohrlochtiefsten jeweils eine Patrone Austrogel G1 als Verstärkungsladung vor. Der sich durch die geringen toxischen Schwadenanteile auszeichnende Emulsionssprengstoff Lambrex 1 wird in gestreckter Ladesäule eingesetzt. Zwischen den Sprengstoffpatronen werden zur Streckung der Ladesäule 10 cm lange Holzstücke eingebracht, um einerseits den Sprengstoffbedarf zu senken und andererseits das Gebirge zu schonen. Zur Detonationsübertragung wird eine detonierende Zündschnur (Detonax 12 g/m) verwendet. Der geringere Sprengstoffeinsatz hat außerdem den Vorteil, dass weniger Sprengschwaden gebildet werden. Als Besatz wird Laist, ein Gemisch aus Ton, Anhydrit und Polyhalit eingesetzt.

Die angeführten Ladeschemata der einzelnen Bohrlöcher stellen Erfahrungswerte des Betriebes dar [4] und können je nach Erachten des Steigers noch adaptiert werden.

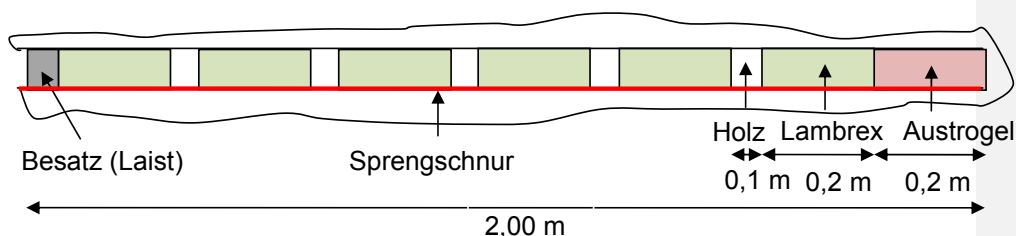




Abbildung 14: Ladeschema der Sohlbohrlöcher

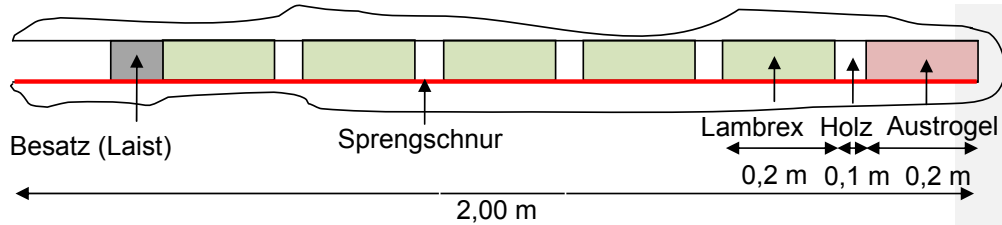


Abbildung 15: Ladeschema der restlichen Bohrlöcher (Einbruch-, Außenkranz- und Helferbohrlöcher)

### 5.3.2.5 Sprengstoff/Zünder

Die Lademenge pro Abschlag wurde aus Erfahrungswerten [4] bestimmt. Dadurch konnte die erforderliche Lademenge je Bohrloch und Abschlag und somit ein spezifischer Sprengstoffverbrauch von 2,6 kg/m<sup>3</sup> berechnet werden.

Sprengstoff					
Sorte	Kaliber	Patronengewicht	Patronen/Abschlag	Lademenge/Abschlag	Preis
	[mm]	[kg]	[Stk.]	[kg/Abschlag]	[€/kg]
<b>Austrogel G1</b>	30/200	0,1785	32	5,712	4,4
<b>Lambrex 1</b>	30/200	0,147	165	24,255	3,2

Tabelle 21: Sprengstoffdaten [3]

	BL- Anzahl	Patronenanzahl				Lademenge		Spezifischer
		Austrogel G1	Lambrex 1	Austrogel G1	Lambrex 1	Pro Bohrloch	Pro Abschlag	Sprengstoffverbrauch
		[Stk./BL]	[Stk./BL]	[Stk./Abschlag]	[Stk./Abschlag]	[kg]	[kg]	[kg/m <sup>3</sup> ]
Sohl BL	5	1	6	5	30	1,06	5,30	0,46
Restl. BL	27	1	5	27	135	0,91	24,66	2,14
Summe	32	2	11	32	165	1,97	29,97	2,60

Tabelle 22: Ermittlung des spezifischen Sprengstoffverbrauches aus den Lademengen je Bohrloch bzw. Abschlag



Für die Zündung finden unempfindliche FIDUZ Moment-, Halb- und Millisekundenzünder Anwendung.

Zünder				
Sorte	Art	Zeitstufen	Preis	Anzahl
		[-]	[€/Stk.]	Stk./Abschlag
<b>BRWF</b>	<b>Moment</b>		2,2	1
<b>TZMSF</b>	<b>Zeitzünder</b>	12	2,2	32

Tabelle 23: Zünderdaten

### 5.3.2.6 Vortriebsleistungen

Die Vortriebsleistungen wurden aus Erfahrungsberichten der verantwortlichen Steiger aus Referenzprojekten ermittelt. Für den geneigten Sprengvortrieb wurde bei einer Personalbelegung von zwei Mann und einer 10-Stunden-Schicht eine Vortriebsleistung von 0,5 m/Schicht abgeschätzt, indem die Abschlagszyklusdauer überschlägig mit vier Tagen angenommen wurde.

Zur Ermittlung der Vortriebsleistung für den Schachtaufbruch wurden Referenzprojekte aus dem Salzbergbau Hallstatt (Nadasdy Schacht) [3] und Salzbergbau Altaussee (Verbindungsschacht zum Werk W-74) herangezogen. Aus den ermittelten Durchschnittsleistungen wurde die Dauer für den Aufbruch prognostiziert. In Hallstatt wurde ein 37 m langer Schacht mit einer Vortriebsleistung von circa 0,3 m/Schicht aufgebrochen, in Altaussee hingegen wurde eine Vortriebsleistung von circa 0,5 m/Schicht erreicht. Für die weiteren Berechnungen wurde daher eine gemittelte Vortriebsleistung von 0,4 m/Schicht angenommen.



Infrastruktur	Dauer [Schichten]	Schachthöhe [m]	Vortriebsleistung [m/Schicht]	Volumen [m <sup>3</sup> /h]	Anmerkung
Schacht Nadasdy	158	37	0,234	0,25	Geologische Erschwernis
Schacht Werk 74	76	39,1	0,514	0,47	
Mittelwert	117	38,1	0,374	0,36	
Schacht A-1	70	28	<b>0,4</b>	0,37	Gerundet

Tabelle 24: Ermittlung der Vortriebsleistung für den Schachtaufbruch

### 5.3.2.7 Auffahrungskosten

Die Auffahrungskosten für die konventionelle Herstellung der Förderstrecke setzen sich aus Personal-, Material-, Energie- und Instandsetzungskosten für den Schrapper zusammen. Erwartungsgemäß stellten die Personalkosten mit 79 bis 92% den größten Anteil der Gesamtkosten dar. Für die beiden steilsten Strecken wurde aufgrund der Neigungen von 32° bzw. 40° zusätzlich eine Erschwernis von 15% in die Auffahrungskosten eingerechnet.



Kostenzusammenfassung B&S - Vortrieb									
Variante	[Einheit]	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII
Neigung	[°]	0/90	40	32	26,5	25	22	20	18
Länge	[m]	36,5/28/8,5	46	55	64	68	77	84	93
a Personal	[€]	€ 94.848	€ 58.880	€ 71.680	€ 81.920	€ 89.600	€ 99.840	€ 107.520	€ 120.320
b Material	[€]	€ 5.855	€ 4.033	€ 4.910	€ 5.611	€ 6.137	€ 6.839	€ 7.365	€ 8.241
c Energie	[€]	€ 1.282	€ 201	€ 256	€ 314	€ 342	€ 405	€ 457	€ 527
d Abförderung Schrapper	[€]		€ 2.000	€ 2.000	€ 2.000	€ 2.000	€ 2.000	€ 2.000	€ 2.000
<b>Gesamt o. Erschwernis (ohne Verteilkosten)</b>	[€]	<b>€ 101.984</b>	<b>€ 65.114</b>	<b>€ 78.846</b>	<b>€ 89.846</b>	<b>€ 98.079</b>	<b>€ 109.084</b>	<b>€ 117.342</b>	<b>€ 131.089</b>
Kosten ohne Erschwernis	[€/m]		€ 1.416	€ 1.434	€ 1.404	€ 1.434	€ 1.422	€ 1.399	€ 1.408
Erschwernis (+ 15%)	[€/m]		€ 212	€ 215	€ -	€ -	€ -	€ -	€ -
Kosten mit Erschwernis	[€/m]		€ 1.628	€ 1.649	€ 1.404	€ 1.434	€ 1.422	€ 1.399	€ 1.408
<b>Gesamt m. Erschwernis (ohne Verteilkosten)</b>	[€]	<b>€ 101.984</b>	<b>€ 74.881</b>	<b>€ 90.673</b>	<b>€ 89.846</b>	<b>€ 98.079</b>	<b>€ 109.084</b>	<b>€ 117.342</b>	<b>€ 131.089</b>
e Verteilkosten KB-Kauf	[€]	€ 46.063	€ 46.063	€ 46.063	€ 46.063	€ 46.063	€ 46.063	€ 46.063	€ 46.063
<b>Gesamt m. Erschwernis (mit Verteilkosten)</b>	[€]	<b>€ 148.047</b>	<b>€ 120.944</b>	<b>€ 136.736</b>	<b>€ 135.909</b>	<b>€ 144.142</b>	<b>€ 155.147</b>	<b>€ 163.405</b>	<b>€ 177.152</b>

Tabelle 25: Kostenzusammenfassung des B&amp;S-Vortriebs

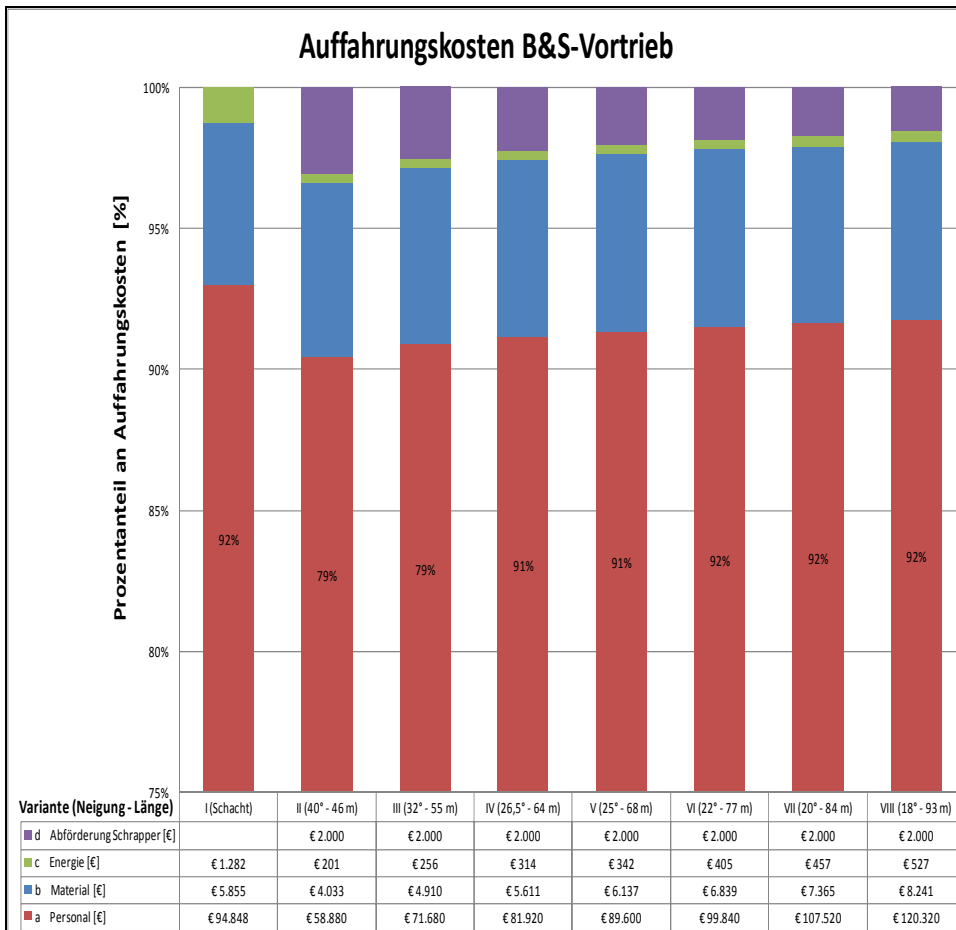


Abbildung 16: Darstellung der Auffahrungskosten mittels Bohren und Sprengen

Nachfolgend werden die einzelnen Kostenarten detailliert angeführt:

**a. Personalaufwand**

Die größte Kostenstelle beim sprengtechnischen Vortrieb stellen die Personalkosten dar. Der Grund hierfür liegt in der geringen Mechanisierung des Vortriebs, weshalb größtenteils manuelle Arbeit verrichtet werden muss.

Die planmäßige Belegung einer Schicht beträgt zwei Arbeiter, die sämtliche Arbeiten für den Aufbruch ausführen:

- Vorbau der Mannfahrtsstiege und Errichtung der Arbeitsbühnen.



- Bohren der Einbruchs- und Sprengbohrlöcher.
- Laden der Sprengbohrlöcher.
- Rückbau der Arbeitsbühne.
- Schüttern mittels Schrapper bzw. Wurfschaufellader.
- Transport und Verstürzen des Haufwerks in die Kaverne A-1.

Die Personalkosten für die Streckenvarianten wurden aus der Vortriebsleistung, dem Personalaufwand von 2 Arbeitern und dem Einheitspreis für eine Mannstunde nach dem gültigen Verrechnungssatz von 32 €/Mh berechnet.

Für die Schachtvariante wurden die Personalkosten des TSM-Zubaus, Schachtaufbruchs und des Zubaus zur Kaverne gesondert ermittelt. Die Personalkosten für den 36,5 m horizontalen TSM-Vortrieb wurden aus der Vortriebsleistung von 4 m/Schicht und einer Personalbelegung von 8 Arbeitern errechnet. Die Personalkosten des Schachtaufbruchs und des Kavernenzubaus wurden auf Basis der Längen, Vortriebsleistungen und einer Personalbelegung von 2 Arbeitern kalkuliert. Die Vortriebsleistung des Schachtaufbruchs wurde mit 0,4 m/Schicht angenommen. Die Vortriebsleistung des horizontalen Zubaus zur Kaverne wurde mit jener des geneigten Vortriebs von 0,5 m/Schicht gleichgesetzt. Die detaillierte Berechnung findet sich im Anhang wieder.

#### **b. Materialaufwand**

Die Materialkosten setzen sich für die Streckenauffahrungen vereinfacht aus Sprengstoff- und Zünderkosten zusammen. Die Einheitspreise betragen für AUSTROGEL G1 4,4 €/kg, für LAMBREX 1 3,2 €/kg und für die Zünder 2,2 €/Stück. Für die Schachtvariante wurden zusätzlich Meißelkosten für die TSM miteingerechnet. Weitere Kosten wie zum Beispiel Bohrkronen wurden vernachlässigt.

#### **c. Energieaufwand**

Die Energiekosten beinhalten den Stromverbrauch für Abförderungs- und Bohrarbeiten.





### Energiekosten Schrapper

Für die Kostenermittlung des Energieaufwandes des Schrappers wurde ebenso wie bei der Ermittlung der Energiekosten der Kurzbänder die Einsatzdauer des Hydraulikmotors der TSM von 2,37 h/m herangezogen. Diese wurde unter der Annahme, dass der Schrapper länger betrieben werden muss als der Hydraulikmotor, geringfügig auf 2,5 h/m erhöht. Aus der Leistungsaufnahme des Schrappers von 22 kW konnten die spezifischen Energiekosten pro Vortriebsmeter berechnet werden.

Einsatzdauer	Arbeit	spez. Energiekosten	Anmerkung
[h/m]	[kWh/m]	[€/m]	
2,37	52,0	3,643	
2,5	55,0	<b>3,850</b>	Annahme: Schrapper läuft länger als TSM

Tabelle 26: Ermittlung der spezifischen Energiekosten des Schrapperbetriebes

Aufgrund der sukzessiv längeren Schrapfstrecke während des Vortriebs wurde eine weitere Erhöhung der Einsatzdauer des Schrappers berücksichtigt. Dies wurde unter der Annahme einer stetigen Erhöhung der Schrapzeit nach jeder vierten Schicht um 10% durchgeführt. Aus den kumulierten Energiekosten konnten dadurch die Energiekosten für die jeweilige Streckenvariante berechnet werden.

### Energiekosten Bohrerhammer

Die Energiekosten für den Bohraufwand wurden auf Basis der Kompressor- und Bohrerhammerdaten aus Steigerberichten [3] berechnet. Hierbei wurden die effektiv lieferbaren Luftmengen und installierten Motorleistungen aller vier im Einsatz befindlichen Kompressoren einkalkuliert, da das Druckluftnetz im Salzbergbau Altaussee zusammenhängt. Die effektiv lieferbare Luftmenge beträgt 1962 m<sup>3</sup>/h, die summierten installierten Motorleistungen betragen 205 kW. Aus dem Luftverbrauch von 240 m<sup>3</sup>/h bei einem optimalen Betriebsluftdruck konnte der Leistungsanteil des Druckluftbohrhammers der Marke SIG (Typ PLB



241 K) kalkuliert werden. Dieser beträgt 25,08 kW der gesamten installierten Motorleistung der Kompressoren oder circa 12%.

Energieeinheitspreis	[€/kWh]	0,07
Bohrzeit pro Abschlag	[h]	3,699
Luftverbrauch pro Abschlag	[m <sup>3</sup> ]	888
Anteil für Bohrhammereinsatz	[kW]	25,08
Energieverbrauch Bohren	[kWh/m]	3,390
Spezif. Energiekosten Bohren	[€/m]	0,237

Tabelle 27: Ermittlung der spezifischen Energiekosten für die Bohrarbeit

Der meterbezogene Energieverbrauch der Bohrarbeit beträgt 3,39 kW/h. Dieser ergibt sich aus dem Leistungsanteil des Bohrhammers und dessen Einsatzdauer. Daraus folgend konnten die spezifischen Energiekosten mithilfe des Energieeinheitspreises von 0,07 €/kWh mit 0,237 €/m festgelegt werden. Die Einsatzdauer des Bohrhammers wurde aus dem Bruttobohrfortschritt eines Referenzprojektes [2] übernommen und für das aktuelle Projekt extrapoliert. Der Bruttobohrfortschritt beträgt 39,37 cm/min für Sprengbohrlöcher mit einem Durchmesser von 36 mm und 16,39 cm/min für Einbruchsbohrlöcher. Die Gesamtbohrzeit pro Abschlag betrug bei dem Referenzprojekt 131 Minuten bei einer Abschlagslänge von 1,6 m. Mit den benötigten Bohrlöchern pro Abschlag und einer Abschlagslänge von 2 m, unter Einbeziehung von 0,1 m Überbohren, konnte die Bohrdauer für das aktuelle Projekt mit 222 Minuten oder 3,7 Stunden berechnet werden.

		Referenzprojekt Altaussee			Extrapolation für Projekt Förderstrecke		
		Ø 36mm	Ø 78mm	Summe	Ø 36mm	Ø 78mm	Summe
Bruttobohrfortschritt	[cm/min]	39,37	16,39				
BL- Anzahl	[-]	25	3	28	32	4	36
Bohrmeter	[m]	40	4,8	44,8	67,2	8,4	75,6
Bohrzeit	[min]	102	29	131	171	51	222

Tabelle 28: Ermittlung der Gesamtbohrzeit pro Abschlag

Aus den Vortriebslängen und den nachfolgend ermittelten spezifischen Energiekosten für Abförderungs- und Bohrarbeiten wurden die



Energiekosten der Streckenvarianten kalkuliert. Details zu den Berechnungen finden sich im Anhang wieder.

#### **d. Instandsetzungskosten für Schrapper**

Für die Kostenermittlung des Schrapperbetriebes sind die Kostenarten Personal-, Energie- und Reaktivierungskosten, des seit längerem nicht in Gebrauch befindlichen Schrappers, von Bedeutung. Die Personalkosten würden, weil kontinuierlich ein Arbeiter eingesetzt werden muss, den Großteil der Gesamtkosten verursachen. Da die Personalkosten ebenso wie die Energiekosten bereits pauschal berechnet bzw. bereits berücksichtigt wurden, sind nur die Reaktivierungskosten zu veranschlagen. Diese wurden nach Absprache mit der Betriebsleitung pauschal mit 2.000 € angenommen. Details zur Berechnung der Kosten für eine Abförderung des Haufwerks aus der Förderstrecke mittels Schrapper können im Anhang nachgelesen werden.

### **5.3.3 Ergebnis Verfahrensvergleich II: Vergleich der Vortriebsarten**

Zur Herstellung der Infrastruktur für die Fördereinrichtungen der einzelnen Varianten standen konventioneller und maschineller Vortrieb zur Auswahl. Die Entscheidungsgrundlage, welche Vortriebsart eingesetzt wird, bilden die Kosten. Der TSM-Vortrieb kann mit einer speziellen Aufrüstung bis zu einer Steigung von 26,5° der Variante IV angewandt werden und somit nur bis zu dieser Steigung dem konventionellen Vortrieb gegenübergestellt werden. Die Kosten der B&S-Varianten sind aufgrund der Aufrüstungskosten der TSM von 29.105 € niedriger als die der TSM-Varianten. In den Herstellungskosten der Schachtvariante wurden für den horizontalen TSM-Vortrieb keine Aufrüstungskosten eingerechnet.



Auffahrungskosten									
Variante	[Einheit]	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII
Neigung	[°]	0/90/0	40	32	26,5	25	22	20	18
Länge	[m]	36,5/28/8,5	46	55	64	68,42	76,73	83,97	93,1
B&S	[€]	€ 101.984	€ 74.881	€ 90.673	€ 89.846	€ 98.082	€ 109.082	€ 117.342	€ 131.089
TSM	[€]				€ 102.808	€ 108.580	€ 117.864	€ 126.204	€ 138.004

Tabelle 29: B&amp;S- und TSM-Auffahrungskosten

Die Auffahrungskosten sinken bei beiden Vortriebsarten in ähnlicher Weise aufgrund der Länge der Auffahrungen. Für die beiden steilsten Schurfvarianten II und III wurden aufgrund von zu erwartenden neigungsbedingten Vortriebserschwernissen die Auffahrungskosten mit einem Faktor von 1,15 multipliziert. Das Kostenminimum von 74.881 € liegt dennoch bei Variante II mit B&S-Vortrieb, da diese mit 46 m den kürzesten Schurf beinhaltet. In nachfolgender Abbildung ist die Schurlängenabhängigkeit verbildlicht:

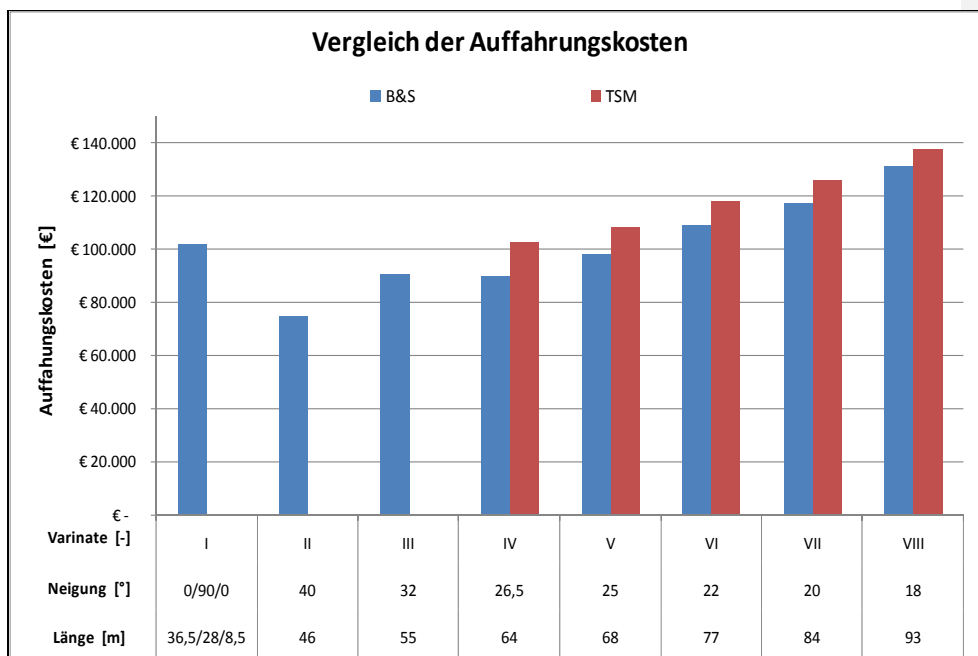


Abbildung 17: Vergleich der Auffahrungszeiten von B&amp;S und TSM



## 5.4 Verfahrensvergleich III: Aufrüstung der TSM AM 45

Der laut technischer Beschreibung befahrbare Einsatzbereich der TSM AM 45 wird mit  $\pm 20^{\text{gon}}$  ( $\pm 18^\circ$ ) ohne Umrüstungsarbeiten angegeben. Bei größeren Neigungen kann die TSM den nötigen Vorschub für den Einschnitt ins Gebirge nicht mehr über das Raupenfahrwerk aufgebrachte Eigengewicht in Vorschubkraft umsetzen. Insbesondere ist der Untergrund im Salzbergbau, auf dem sich das Raupenfahrwerk bewegt, als ungünstig anzusehen, da dieser stark brüchig ist und erhebliche Einbußen bezüglich Vorschubkraft der TSM mit sich bringt. Laut Angaben der verantwortlichen Steiger des Referenzprojektes Rutschenschurf in Hallstatt [3] war die Bodenhaftung der TSM eines der größten Probleme, da sich die an den Kettenfahrwerken angebrachten Spitzdornen in der Sohle vergruben und durchrutschten. Aus den Erfahrungsberichten ging hervor, dass bereits bei söhligem Vortrieb Probleme bestanden, da sich die TSM beim Einschnitt von der Ortsbrust durch die vibrierenden Bewegungen des Schneidkopfes wegbewegte. Dieses Zurückweichen der Maschine aufgrund des fehlenden Widerlagers seitens des Untergrundes wirkte sich nachteilig auf die Schnitttiefe und somit auf die Vortriebsleistung der TSM aus.

Als denkbare Aufrüstungen der TSM für einen Einsatz über den empfohlenen Neigungsbereich wurden folgende Ansätze diskutiert:

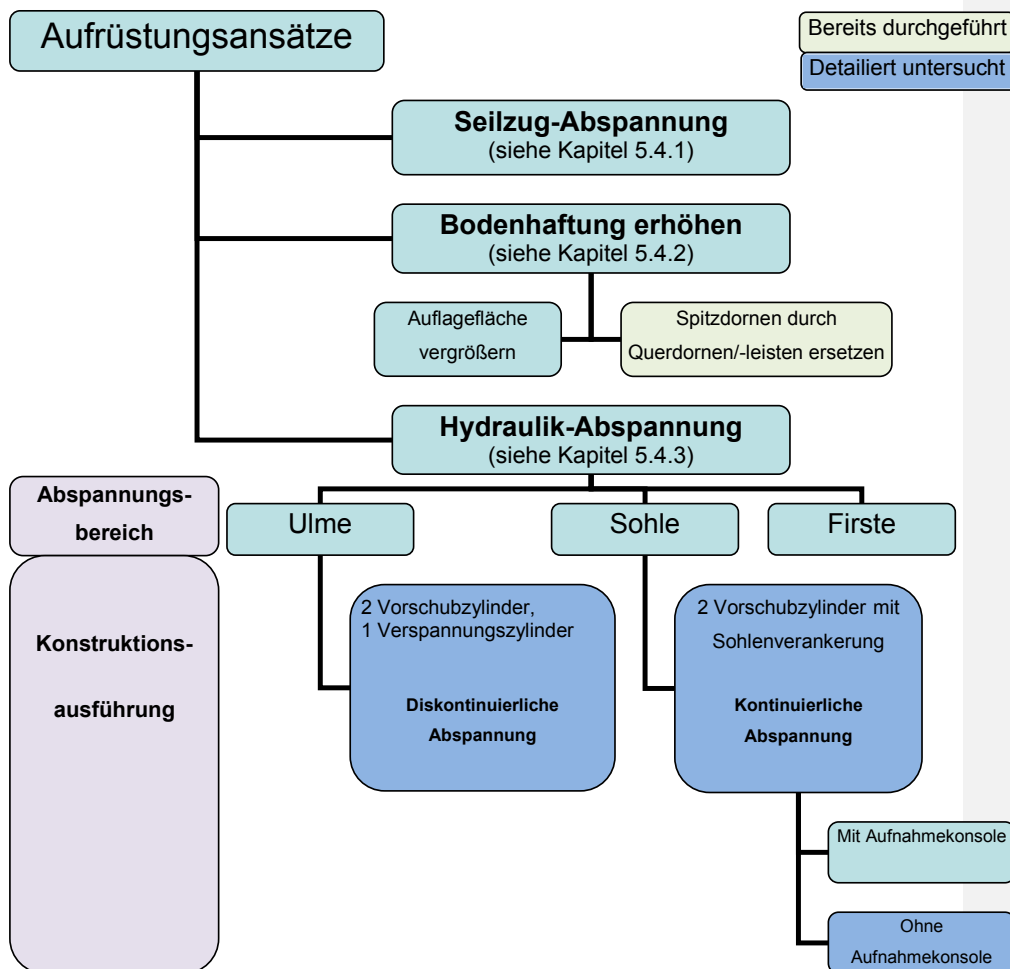


Abbildung 18: Übersicht der Aufrüstungsansätze für die TSM

### 5.4.1 Seilzugabspannung

Der erste Ansatz, die Vorschubkraft der TSM durch Maschinenabspannung oder Verspannung mithilfe eines Seilzuges zu erhöhen, wurde von der SAAG bereits in einem Projekt in Hallstatt durchgeführt. Der Rutschenschurf in Hallstatt wurde mit einer Neigung von  $25^\circ$  erfolgreich mithilfe einer Seilzugabspannung aufgeföhren. Hierbei wurden an beiden Ulmen Anker angebracht, die als Widerlager für den Seilzug an der TSM fungierten. Laut Berichten des verantwortlichen Steigers war dieser Vortrieb dennoch mit Problemen verbunden, da die TSM beim Einschnitt trotz



Seilabspannung immer wieder zurückwich. Das Arbeiten mit dem Seilzug ist auch seitens der Belegschaft als eher ungünstig bewertet worden, da sich die Abspannseile im Arbeitsbereich befanden und somit die Arbeiten teilweise behinderten. Zudem müssen pro Einschnitt zwei Bohrlöcher für die Ankerung gebohrt werden, wodurch einerseits ein Stillstand der TSM durch das Bohren und Versetzen der Anker verursacht wird und andererseits höhere Kosten (Personal, Energie, Material) entstehen. Sicherheitstechnisch ist diese Variante ebenfalls bedenklich, da durch die auftretenden Schwingungen der Maschine beim Schneiden Spannungsspitzen in den Abspannseilen hervorgerufen werden und somit ein sicherheitstechnisches Risiko darstellen.

### **5.4.2 Bodenhaftung erhöhen**

Eine bessere Bodenhaftung wurde durch den Einsatz von Querleisten im Zuge einer Sanierung der TSM bereits gewährleistet.

### **5.4.3 Abspannung der TSM mittels Hydraulikzylindern**

In diesem Unterkapitel wird eine Aufrüstung der TSM mit Hydraulikzylindern als realisierbare Alternative diskutiert.

Die Abspannungsmodule unterscheiden sich durch unterschiedliche Befestigungsorte der Hydraulikzylinder und besitzen demnach unterschiedliche technische Vor- und Nachteile, die folgend genauer untersucht werden. Die Konstruktionen wurden gemäß den Vorstellungen und Prinzipskizzen des Autors und in Zusammenarbeit mit Konstrukteuren des Unternehmens SANDVIK MINING AND CONSTRUCTION EUROPE GmbH (im Folgenden mit SANDVIK abgekürzt) realisiert. Als Darstellungssoftware wurde SOLID WORKS verwendet.

#### **5.4.3.1 Abspannung der TSM an der Ulme**

**Konstruktionsausführung: 2 Vorschubzylinder, 1 Verspannungszylinder  
(diskontinuierliche Abspannung):**

Bei dieser Abspannung bzw. Erzeugung von Vorschubkraft werden zwei Hydraulikzylinder in Richtung der Maschinenlängsachse zentral geführt und am hinteren Ende der TSM gelenkig angebracht. Diese werden wiederum gelenkig über Reibungsplatten in der Ulme verspannt.

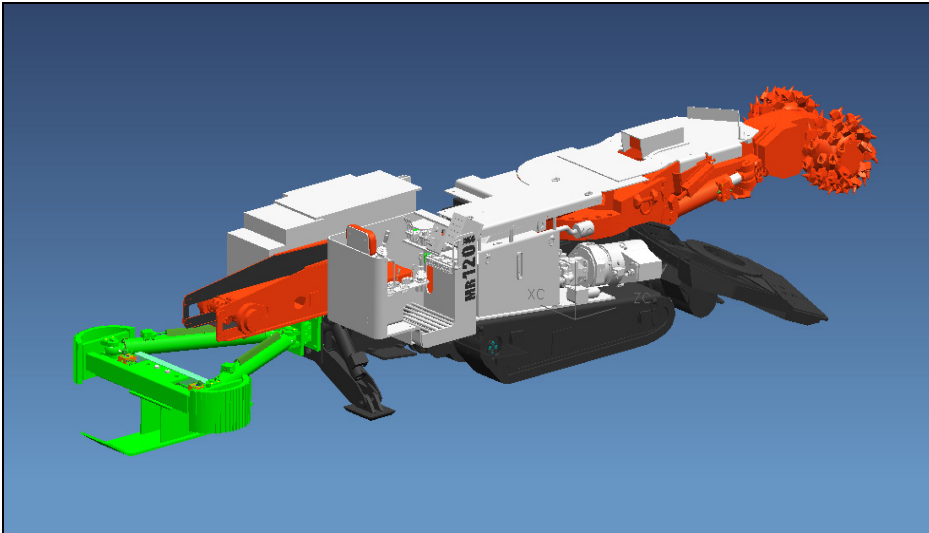


Abbildung 19: Darstellung der gesamten TSM- Einheit mit Abspannvorrichtung [15]

Da beim Einschnitt ins Gebirge hohe Vorschubkräfte erforderlich sind, müssen die Hydraulikzylinder mit einem dritten Verspannungszylinder gegen die Ulme gepresst werden, um einem Abrutschen der Platten entgegenzuwirken. Beim Entlasten und Nachziehen der Abstützeinrichtung muss vom Maschinisten darauf geachtet werden, dass die Maschine durch Reibung über den Raupenstrang in Position gehalten wird. Die Vorschubzylinder mit einer Hublänge von 1.000 mm und einer Vorschubkraft von 8 t je Zylinder werden synchron mit dem Fahrwerk angesteuert. Die Einbruchgeschwindigkeit wird über das Fahrwerk bzw. die Vorschubzylinder auf ein Optimum von Schneidkopf und Geologie ausgelegt. Die Abspannhöhe der Gripperplatten wird aufgrund des vom Schneidkopfradius vorgegebenen Ausbruchprofils auf eine minimale Höhe von 500 mm festgelegt (siehe Abbildung 22), um eine planflächige Abspannung zu gewährleisten. Eine Abförderung mittels Kurzbändern kann demnach aus Platzgründen angewandt werden. Die Abförderung mit Schrapper kann nur mit einer eigens konstruierten



Übergabeverlängerung (Schurre) durchgeführt werden, da der Abwurfpunkt des Einkettenkratzförderers über dem Abspannzylinder zu liegen kommt.

Diese Methode hat den Vorteil, dass höhere Vortriebsleistungen erzielt werden können, da die vorgegebenen Schnitttiefen von 0,5 m eingehalten werden können.

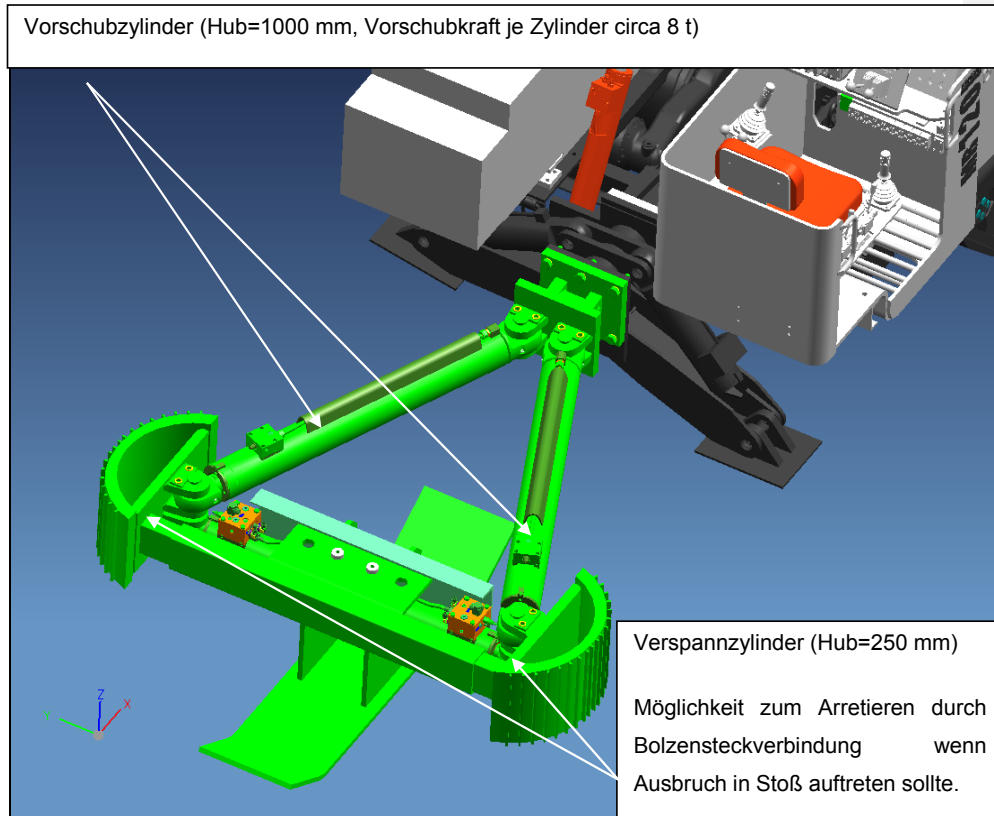


Abbildung 20: Darstellung der Abspanneinrichtung [15]

Des Weiteren kann diese Abspanneinrichtung auch bei der anschließenden söhligem Erbstollenerweiterung angewandt werden, da sich die Hydraulikzylinder schnell und einfach einsetzen lassen.

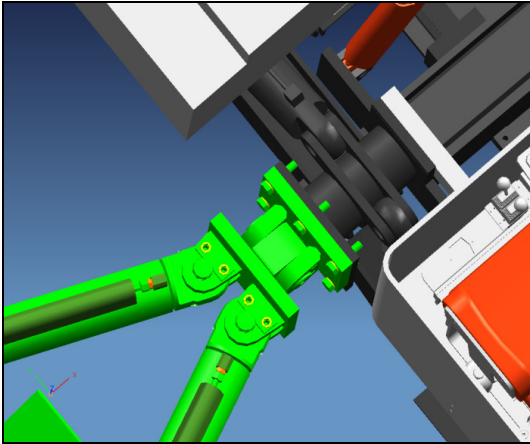


Abbildung 21: Draufsicht auf die Verschraubung der Vorschubzylinder an der TSM [15]

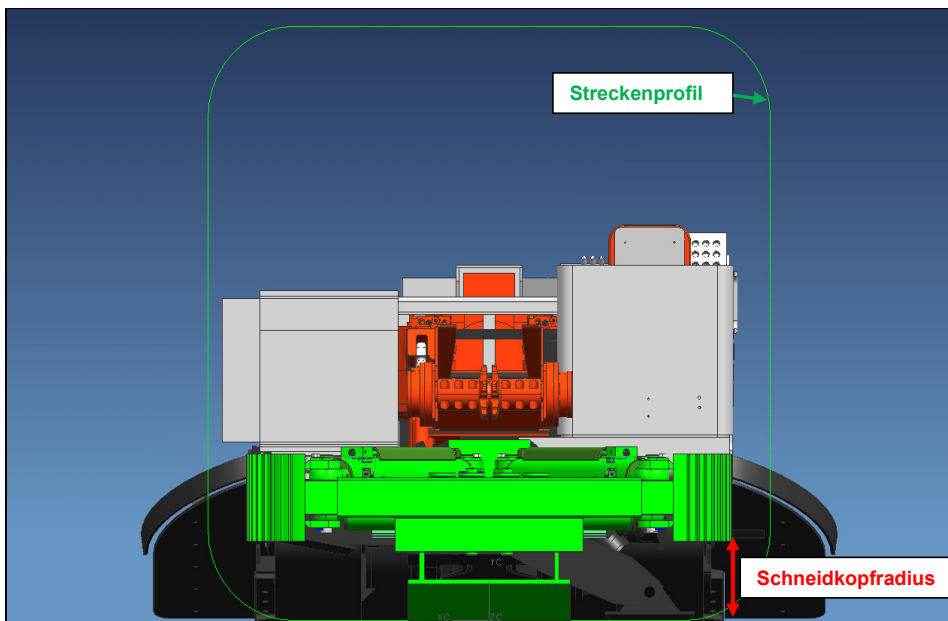
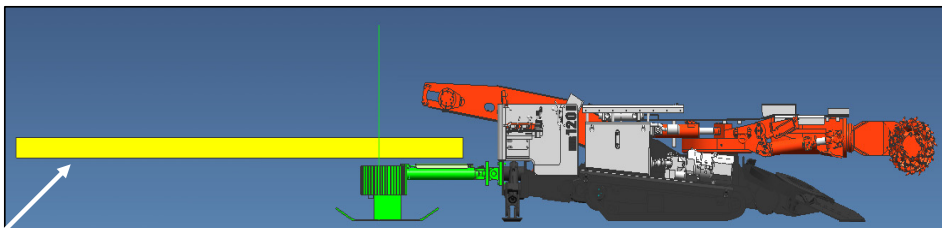
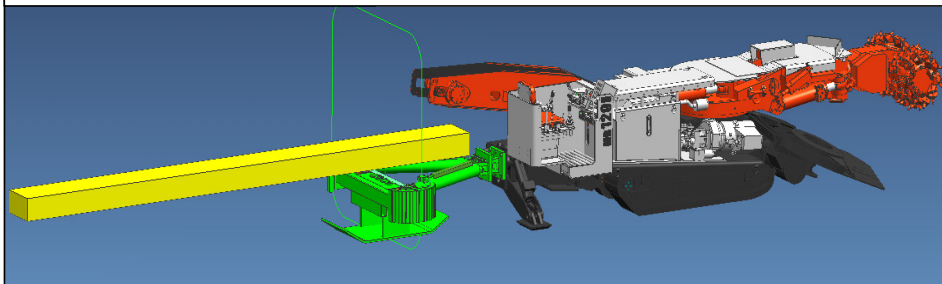


Abbildung 22: Hintere Ansicht der TSM mit Abstützvorrichtung: Die Verspannungshöhe der Gripperplatten ergibt sich aus dem Schneidkopfradius [15].

Nach Angebotseinholung beim Unternehmen SANDVIK belaufen sich die Kosten für die Abstützeinrichtung für eine Auffahrungsneigung bis  $22,5^\circ$  auf 62.200 €. Dieses Angebot beinhaltet Material-, Arbeits-, Konstruktions- und Dokumentationsaufwand, sowie alle erforderlichen Einzelteile, Armaturen und Schlauchpaket für den Umbau der Hydraulik, gemäß Layout. Für die

technische Assistenz bei der Montage der Vorrichtung sind nach Abschätzung seitens des Anbieters 60 Arbeitsstunden erforderlich. Nach den gültigen Montageverrechnungssätzen für Untertageeinsätze im Salzbergbau (Gültigkeit bis 31.12.2009) werden für eine Arbeitsstunde 73,50 € verrechnet, wodurch 4.410 € an Montagekosten anfallen. Die Gesamtkosten für die Abspannung betragen somit 66.610 €.

Einkettenkratzförderer in oberster Stellung, dadurch Übergabe auf Kurzförderband möglich



Kurzförderband 6600 x 480 x 250 mm

Abbildung 23: Schematische Darstellung der Abspannung mit Kurzband zur Abförderung [15].

Diese Variante kann laut Angaben von Herrn Wels (SANDVIK) nur bis zu einer maximalen Neigung von  $22,5^\circ$  angewandt werden, da diese Neigung die vom Hersteller vorgegebene Rutschsicherheitsgrenze darstellt. Daher kann diese Aufrüstungsvariante, die ein Umsetzen der Maschine im ungesicherten Zustand erfordert, nur für die Förderstreckenvarianten VI-VIII ( $18 - 22^\circ$ ) angewandt werden.

Eine kontinuierliche Abspannung der TSM kann ab Neigungen jenseits der Rutschsicherheitsgrenze daher nur mithilfe einer zweiten, gleichartigen

Hydraulikzylinderanordnung realisiert werden. Diese Variante wurde aufgrund zu großer Investitionskosten nicht weiter untersucht.

### 5.4.3.2 Abspannung der TSM mit der Sohle, um die Vorschubkraft zu erhöhen

**Konstruktionsausführung: 2 Vorschubzylinder mit Sohlenverankerung (kontinuierliche Abspannung):**

#### Mit Aufnahmekonsole

Aufgrund der Rutschsicherheitsgrenze der TSM ergaben sich weitere Abspannungsvarianten, wobei darauf geachtet wurde, dass eine kontinuierliche Abspannung mit dem Gebirge besteht. Um Neigungen mit der TSM über der Rutschsicherheitsgrenze auffahren bzw. jene Varianten  $> 22,5^\circ$  untersuchen zu können, muss die Maschine daher zumindest mit einem Hydraulikzylinder mit dem Gebirge verspannt sein. Nach Absprache mit SANDVIK kann eine kontinuierliche Verspannung mit zwei Hydraulikzylindern erreicht werden, indem diese abwechselnd in einem geeigneten Abstand neu versetzt werden (siehe Abbildung 24).

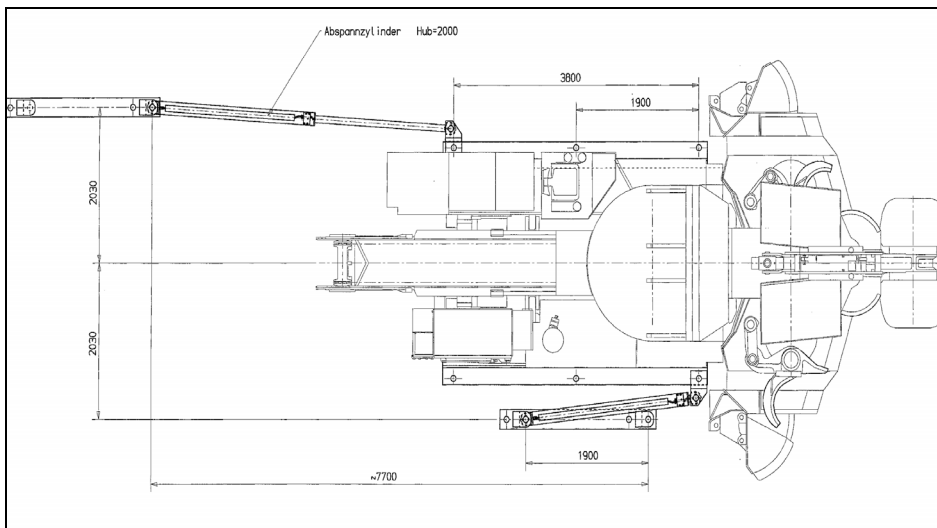


Abbildung 24: TSM Abstützvorrichtung für eine kontinuierliche Abspannung [15].

Die Befestigung der Hydraulikzylinder in der Strecke wird durch Bohren von



kurzen Ankern, die in die Strecke ragen, und einem einfachen Kantholz oder fix installierten Bodenplatten erreicht.

Die zwei Bodenplatten werden rechts und links mittels je zwei Sohlenanker am Liegenden befestigt. An der Bodenplatte befinden sich zwei Aufnahmeklötze zum Einhängen des Abspannzylinders. An den Fahrwerken sind zwei Führungsschienen angebracht, an denen die Aufnahmekonsolen für die Zylinder verschoben werden können. Die beiden Abspannzylinder werden bei der Betätigung der Fahrwerke automatisch im abgestimmten Geschwindigkeitsverhältnis ausgefahren.

**Der Abstützprozess unterteilt sich in folgende Schritte:**

1. Einbringen der Bodenplatten.
2. Einhängen der Aufnahmekonsole in vorderster Stellung an den Gleitschienen am Fahrwerk.
3. Einhängen des Zylinders in hinterer Position an den Bodenplatten.
4. Maschine wird unterstützend durch die Zylinder vorgefahren.
5. Zylinder wird in der vorderen Position an der Bodenplatte eingehängt.
6. Maschine vorfahren.
7. Umsetzen der Aufnahmekonsolen an den Führungsschienen am Fahrwerk.
8. Maschine vorfahren.
9. Umsetzen der Aufnahmekonsolen an den Führungsschienen in die hinterste Position.

Die Abstützzylinder haben die Aufgabe der Hangabtriebskraft der Maschine im geneigten Vortrieb entgegenzuwirken. Beim Nachsetzen der Zylinder darf aus Sicherheitsgründen nur an einer Maschinenseite die jeweilige Bolzenverbindung gelöst werden. Grundsätzlich ist ein Abspannzylinder für die gesamte Hangabtriebskraft ausgelegt. Aufgrund zu hoher Planungskosten seitens des anbietenden Unternehmens wurde auch diese Variante nicht näher studiert. Ein weiterer Hauptausscheidungsgrund dieser Abspannung besteht im



benötigten seitlichen Platzbedarf, da laut dem Planungsquerschnitt von 2,4 x 2,4 m seitlich nur maximal je 0,2 m Platz bestehen.

### **Ohne Aufnahmekonsole**

Eine weitere kontinuierliche Abspannungsvariante mit der Sohle wurde schließlich unter den Gesichtspunkten günstigerer Planungskosten und räumlicher Anordnung in Zusammenarbeit mit SANDVIK verwirklicht. Diese Modifikation besteht ebenso wie die eben beschriebene aus zwei Hydraulikzylindern, die allerdings am Heck der Maschine gelenkig angebracht werden. Die Zylinder werden nach Erreichen der maximalen Hublänge von 1,3 m abwechselnd eingefahren und mit einer Bodenplatte in der Sohle verankert. Dadurch ist eine kontinuierliche Abspannung gegeben und die TSM kann über die Rutschgrenze hinaus bis  $26,5^\circ$  betrieben werden. Nachteilig ist jedoch der durch die Hublänge der Zylinder limitierte Ankerungsabstand. Dadurch müssen nach jedem zweiten Einschnitt oder mindestens nach 1,2 m Vortrieb die Konsolen neu verankert werden, wodurch ein erheblicher Arbeitsmehraufwand entsteht. Aus diesem Grund kann diese Abspannungsvariante nicht wirtschaftlich für die Erbstollenerweiterung eingesetzt werden. Weiters zu beachten ist, dass der Ölstand des Hydraulikaggregates bei derartigen Steigungen zu gering ist. Laut Hersteller gibt es jedoch folgende Möglichkeiten zur Regulierung:

- Die TSM nur bis zur Vorwarnung des Niveaufächters betreiben, danach Öl für die Hydraulik nachfüllen.
- Den Niveauschalter mithilfe eines Rohres um circa 90 mm höher setzen.

Nachfolgend ist die Abspannung bildlich dargestellt:

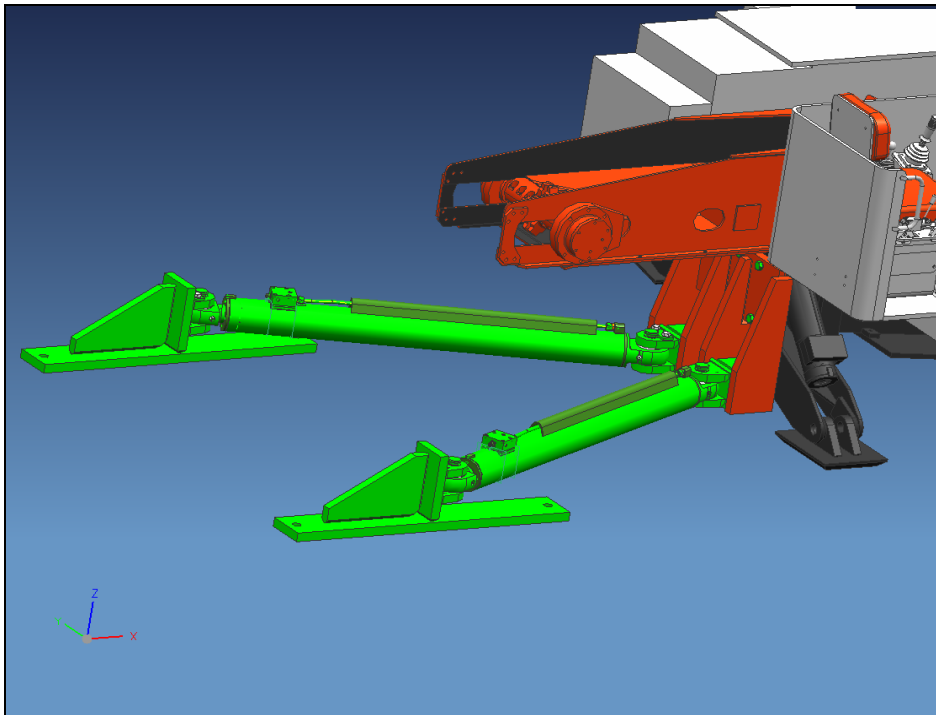


Abbildung 25: Abspannungsvariante für Steigungen bis  $26,5^\circ$  [15].

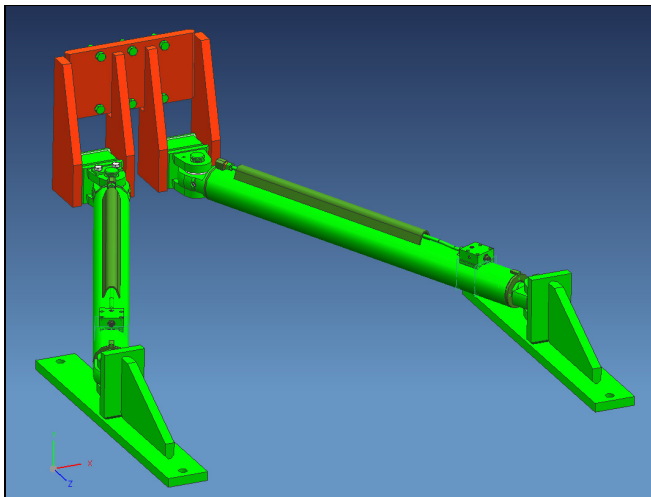


Abbildung 26: Detailansicht der Abspannung bis  $26,5^\circ$  [15].

Nach Angebotseinholung bei SANDVIK belaufen sich die Kosten für diese Abstützeinrichtung für eine Auffahrungsneigung bis  $26,5^\circ$  auf 26.900 €. Dieses



Angebot beinhaltet Material-, Arbeits-, Konstruktions- und Dokumentationsaufwand sowie alle erforderlichen Einzelteile, Armaturen und Schlauchpaket für den Umbau der Hydraulik, gemäß Layout. Der Hersteller bietet technische Assistenz für die Montage an, wobei zusätzlich 30 Arbeitsstunden für den Montageaufwand verrechnet werden.

Nach den gültigen Montageverrechnungssätzen wird für eine Arbeitsstunde 73,50 € verrechnet, wodurch 2.205 € an Montagekosten anfallen. Die Gesamtkosten für die Abspannung betragen somit 29.105 €.

#### **5.4.3.3 Abspannung der TSM mit der Firste**

Grundsätzlich sollten die Kräfteinleitpunkte der Zylinder nahe der Schwerpunktachse der TSM liegen, um ein Anheben der TSM zu vermeiden. Bei der Befestigung an der Firste können die Zylinder diese Forderung erfüllen und gleichzeitig die Bodenpressung der TSM erhöhen, wohingegen bei einer Befestigung in der Sohle die Zylinder nur im hinteren Bereich der TSM montiert werden können. Allerdings gestaltet sich die Montage der Zylinder in der Firste als aufwändiger als in der Sohle und durch den hohen Anpressdruck kann das Fahrwerk nicht mehr die notwendige Vorschubkraft erzeugen.

#### **5.4.4 Ergebnis Verfahrensvergleich III: Aufrüstung der TSM AM 45**

Nach Absprache mit erfahrenen Steigern ist eine Abspannung in der Ulme sowohl aus arbeitstechnischer als auch aus mechanischer Sicht am besten geeignet, wobei die Hydraulikzylinder entsprechend dem Auffahrungswinkel in der Ulme montiert werden. Bei dieser Variante würden höhere Investitionskosten verursacht, jedoch müssten hierbei keine Bodenplatten mit dem Gebirge verankert werden, was höhere Personal- und Energiekosten verursachen würde.

Nach Absprache mit der Betriebsführung wurden schließlich folgende Varianten aus technischer Sicht am günstigsten bewertet und genauer untersucht:





- A.** 2 Vorschubzylinder und 1 Abspannzylinder an der Ulme verspannt (bis 22,5°).
- B.** 2 Vorschubzylinder, die auf der Sohle verankert werden (bis 26,5°).

Dabei wurden von der Firma SANDVIK Daten für die Budgetierung eingeholt. Die anderen Alternativen wurden vorzeitig ausgeschlossen. Die Budgetierungspreise sind in der nachfolgenden Tabelle aufgelistet.

TSM-Aufrüstungskosten				
Aufrüstungsart		A	B	
Maximale Neigung		bis 22.5°	bis 26.5°	Anmerkung
Grundpreis	[€]	€ 62.200	€ 26.900	laut Angebot
Montagedauer	[Mh]	60	30	Annahme SANDVIK
Montagekosten	[€]	€ 4.410	€ 2.205	73,5 €/Mh
<b>Gesamtkosten</b>	[€]	<b>€ 66.610</b>	<b>€ 29.105</b>	

Tabelle 30: TSM-Aufrüstungskosten

## 5.5 Verfahrensvergleich IV: Auswahl an Förderaggregaten/Einbauten

### 5.5.1 Allgemein

Die Förderung von Schüttgut auf Fördergurten ohne Oberflächenprofilierung wird durch den Neigungswinkel begrenzt, bei dem das Fördergut zu rutschen beginnt. Beim Überfahren des Gurtes über die Tragrollen übertragen sich durch diese rüttelnde Wirkung Vibrationen auf das Fördergut, wodurch sich der natürliche Schüttwinkel des Fördermaterials weiter verflacht. In der Praxis wird für den sogenannten dynamischen Schüttwinkel eine vereinfachte Formel angewandt, die den natürlichen Schüttwinkel halbiert. Neben Einbußen in der Förderleistung haben diese rüttelnden Bewegungen auch einen Einfluss auf die maximal zu erreichende Förderneigung, da das Fördergut eher zum Abgleiten neigt.



Die Streckenneigungen der untersuchten Schurfvarianten wurden teils an die maximale Förderneigung der Förderaggregate angepasst. Um das gesamte Gurtfördererspektrum zu untersuchen wurden Neigungsvarianten von 18 bis 40° in Betracht gezogen. Die Streckenvariante VIII, mit der geringsten Neigung aller Varianten von 18°, stellt dabei den untersten Bereich der maximalen Neigung für glatte Fördergurte dar. Die Grenzförderwinkel für glatte Fördergurte liegen in der Praxis zwischen 15 und 20°. Damit Gurtförderer auch für steilere Anwendungen eingesetzt werden können, muss das Abgleiten des Fördergutes an der glatten Gurtoberfläche durch Aufrauen verhindert werden. Unter günstigen Umständen ermöglichen profilierte Gurte mit Fischgrätenmustern, Noppen, Lamellen oder quergeriffeltem Profil einen Förderwinkel von bis zu 35°. Für das aktuelle Projekt wurden profilierte Gurte bis zur Streckenvariante IV mit 26,5° als geeignete Fördergurte festgelegt, um einen sicheren Betrieb gewährleisten zu können. Die Neigungen der Streckenvarianten III und II können daher nur mit einem Wellenkantengurt bewältigt werden. Für die Schachtvariante I wurden die Senkrechtförderaggregate Gurtbecherwerk und das von der Firma SVEDALA entwickelte POCKETLIFT®-System in Betracht gezogen. Der Wellenkantengurt wurde für die Schachtvariante nicht nominiert, da dieser aufgrund des anfallenden Schüttgutes für eine Senkrechtförderung ungeeignet ist [13].

Somit können laut untenstehender Tabelle die unterschiedlichen Gurtfördertypen den Streckenvarianten zugeteilt und untersucht werden.

Förderaggregat	Förderband					Steilförderband		Senkrechtförderer	
	Gurt glatt		Gurt profiliert			Wellenkantengurt		Becherwerk	Pocketlift
Max. Förderneigung	bis 20°		bis 26,5°			bis 40°		90°	
Variante	VIII	VII	VI	V	IV	III	II	I	
Neigung [°]	18	20	22	25	26,5	32	40	90	
Förderlänge [m]	93	84	77	68	64	55	46	34	

Tabelle 31: Einteilung der Förderaggregate in die jeweiligen Streckenvarianten

Die Förderlänge des Gurtförderers hängt vom Neigungswinkel des aufgefahrene Schurfes ab.

Nachfolgend werden die einzelnen Fördereinrichtungen übersichtsmäßig erläutert:

### 5.5.2 Gurtförderer

Gurtförderer sind vielseitig anwendbare Stetigförderer für eine waagrechte, geneigte bis senkrechte Förderung. Sie weisen eine sehr hohe Betriebssicherheit und Zuverlässigkeit auf und sind aufgrund ihres geringen Energiebedarfs ökonomisch umweltfreundliche Transportsysteme. Grundsätzlich funktionieren alle Gurtförderer nach dem gleichen Prinzip. Der Fördergurt ist ein auf Tragrollen umlaufendes Band, das als Trag- und auch als Zugmittel (Zugkräfte werden von den Einlagen übernommen) dient. Er wird an den Enden über Trommeln geführt, wobei sich die Antriebstrommel in der Regel an der Abwurfseite und die Spannstation bei der Materialaufgabe befindet.

**Folgende Vorteile sollten beim Schüttguttransport mit Gurtförderern erwähnt werden [20]:**

- Kontinuierliche Förderung, dadurch große Förderleistung bei gleichzeitig niedriger Eigenmasse.
- Realisierung von großen Förderlängen und Fördergeschwindigkeiten bei niedriger Antriebsleistung (bester Wirkungsgrad aller Stetigförderer für Schüttgut).
- Geringer Wartungsaufwand, da geringer Verschleiß.
- Niedrige Investitionskosten im Vergleich zu alternativen Förderern.
- Geringer Platzbedarf, sehr wichtiges Kriterium im Salzbergbau.
- Geringer Bedienungsaufwand, dadurch geringe Personalkosten.
- Hohe Arbeitssicherheit.

Im Folgenden werden die Bauteile eines Gurtförderers dargestellt:

**Ein Gurtförderer besteht in der Regel aus [19,20]:**



- Antriebsstation (1): Angetrieben wird der Gurt über Reibschluss durch Antriebstrommeln, die häufig mit speziellen Reibbelägen ausgestattet sind.
- Stahltragkonstruktion auf der sich die Tragrollenlager des Ober- und Untertrums, die Antriebs- und die Spannvorrichtungen befinden
- Aufgabeeinrichtung (5)
- Umlenk-Spannstation (8): Die Spannstation kann eine Spindelspannstation oder eine Gewichtsspannstation mit oder ohne Spannwagen sein, die den Gurt aus dem Obertrum in das Untertrum umlenkt (Umlenktrommel (2)). Die Vorspannung des Gurtes verhindert den Durchhang des Gurtes zwischen den Tragrollen und ist für die Einleitung der Antriebskräfte an der Antriebsstation im Gurt erforderlich (Ablenktrommel (6)).
- Fördergurt (3): Der Gurt besteht aus Gurtkanten und Deckschichten aus Gummi oder PVC, die den Gurt vor mechanischer oder chemischer Einwirkung schützen. Die Auswahl des Gurtes erfolgt je nach Beanspruchung, wobei in der Regel für kleine Zugkräfte Textileinlagen und für hohe Belastungen Stahlseileinlagen eingesetzt werden.
- Bandabstützung:
  - mit Tragrollen (4.1): Die Tragrollen stützen den umlaufenden Gurt, wobei wegen der zusätzlichen Materiallast im Obertrum mehr Tragrollen notwendig sind als im Untertrum. Die Art, Anzahl und Anordnung der Rollen bestimmt die Muldung des Gurtes, aber auch den erforderlichen Energiebedarf des Förderers.
  - mit Gleittisch: (4.2)
- Fördergutabgabe (7) mit Übergabetrichter: Da oft schleißende Materialien gefördert werden müssen, ist eine Schleißauskleidung notwendig.

Abstreifer, manchmal zusätzlich auch Vorabstreifer, Innenabstreifer; vor den Umlenkrollen meist innen am Untergurt als keilförmiger Pflugabstreifer

- Schutzverkleidungen sowie Sicherheitseinrichtungen wie Reißleine, Drehzahlwächter, Schieflaufwächter

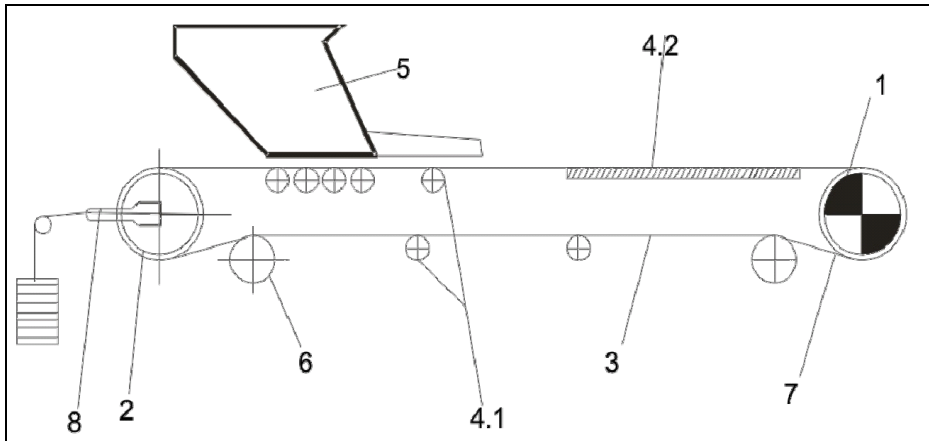


Abbildung 27: Prinzipskizze Gurtförderer [19]

Die Antriebseinheit (Motor, Kupplung, Bremse, Getriebe) eines Gurtförderers sollte zuverlässig Anfahr-, Brems- und Gleichlaufleistung bereitstellen und dabei so kostengünstig wie möglich sein. Der Motorentyp variiert je nach Länge und Steigung des Gurtbandförderers, wobei in der Regel bei kleinen Anlagen ein Getriebe- oder Trommelmotor eingesetzt wird. Bei mittleren bis großen Anlagen sollte ein Käfigläufermotor aufgrund höherer Robustheit und Leistungsfähigkeit eingesetzt werden. Das im Bergbau zum Einsatz kommende Getriebe ist meist ein Stirnrad- oder Kegelstirnradgetriebe, als Kupplung kann eine hydrodynamische Strömungskupplung (Turbokupplung) oder eine mechanische Klauenkupplung eingesetzt werden. Als Bremsenrichtung stehen Backen- oder Scheibenbremsen zur Verfügung, die den Gurtförderer bremsen und den stehenden Gurt halten sollen. Durch das niedrigere aufzubringende Bremsmoment bei hohen Drehzahlen sollte die mechanische Bremsenrichtung auf der schnell drehenden Getriebeseite situiert sein.

Die Antriebsanordnung kann sowohl als Ein- aber auch als Mehrtrommelantrieb ausgeführt werden. Der Mehrtrommelantrieb weist gegenüber dem einfachen Antrieb folgende Vorteile auf:



- Vergrößerter Umschlingungswinkel ermöglicht größere Leistungsübertragung und somit größere Achsabstände.
- Gurtzugkräfte werden verringert, wodurch die Gurtbelastung sinkt und somit niedrigere Investitionskosten entstehen, da Gurte von geringer Festigkeit eingesetzt werden können.

Die Aufgabe des Antriebssystems ist die Übertragung eines Drehmoments auf die Welle der Antriebstrommel sowohl im stationären als auch im instationären Betriebszustand (Anfahren, Abbremsen). Die Einleitung dieses Drehmoments muss kontrolliert erfolgen, um die Sicherheitsgrenzen im Bereich der Gurtzugkraft einzuhalten. In der Praxis werden 5 verschiedene Antriebskonfigurationen angewandt [19]:

- Elektrisch gesteuerte bzw. geregelte Systeme mit:
  - Frequenzumrichter
  - Widerstandskaskaden
- Antriebssystem mit:
  - Flüssigkeitskupplung mit Verzögerungskammer
  - Entleerbaren Flüssigkeitskupplungen
  - Schöpfrhrkupplungen

### 5.5.3 Steilfördergurte (Wellenkantgurt)

Eine Weiterentwicklung der Becherwerke sind Gurttaschenförderer. Diese besitzen als Zugmittel zwei Stahlseilfördergurte und gleichen dadurch die unten erwähnten Nachteile eines konventionellen Becherwerkes größtenteils aus. Zusätzlich wird hier weniger Totlast mitgefördert, da die Gurte und die darauf mittels aufvulkanisierter Gummistücke befestigten Querversteifungen ein geringeres Gewicht aufweisen. Die Gurte bestehen aus einem quersteifen Basisgurt mit Gewebeeinlagen oder Stahlseilarmierungen und beiderseits aufvulkanisierten Wellenkanten aus verstärktem Kautschuk sowie Querträgern, die als Mitnehmer fungieren. Wellenkanten und Mitnehmer werden mit Höhen

von 40 bis 630 mm ausgeführt, wobei die Mitnehmer auch in Förderrichtung gekrümmter Form ausgeführt sein können. Die Wellenkanten ermöglichen beim Umlauf des Gurtes um die Gurttrommeln ein problemloses Umschlagen des Gurtes, da sich die mäanderförmigen Wellenkanten entsprechend dem Umfangmaß strecken können. Außerdem wird hierbei das Fördergut in die Gurtaschen gefüllt statt geschöpft, was sich bei Aufnahme und Transport vorteilhaft auf Verschleiß und Lärmpegel auswirkt. Der Antrieb befindet sich an der oberen Umlenkrolle.

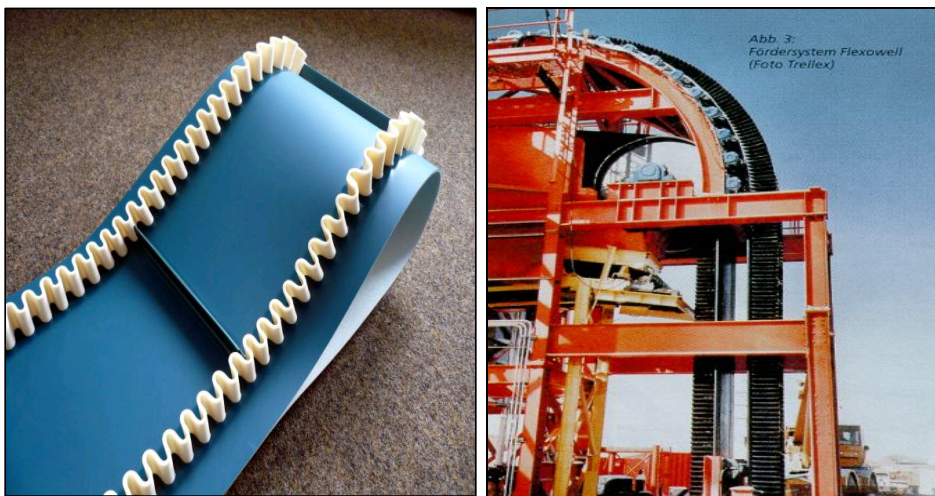


Abbildung 28: Darstellung eines Wellenkantgurtes und einer kompletten Wellenkant-Förderanlage [<http://www.polytechna.ch/>, Steine und Erden: Ausgabe 5/98]

Nachteile, die ein Ausscheiden der Wellenkant-Varianten verursachen:

- Hohe Investitionskosten, da zum Einen der Wellenkantgurt an sich erheblich teurer ist als alle anderen Fördergurte, zum Anderen die Umlenkrollen einen gewichtigen Kostenfaktor beinhalten.
- Höhere Auffahrungskosten, da der Wellenkantförderer durch die Umlenkrollen mehr Platz benötigt (siehe Abbildung 29).
- Höhere Verschleißkosten aufgrund der höheren Gurtbelastung beim Umschlagen der Wellenkanten.
- Horizontale Aufgabe erforderlich (siehe Abbildung 29).

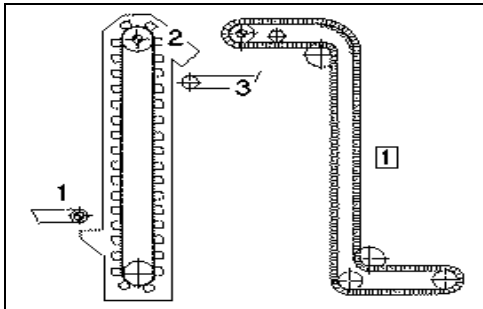


Abbildung 29: Vergleich Becherwerk und Wellenkant- bzw. POCKETLIFT®-System  
[Steine und Erden Ausgabe 1/01]

## 5.5.4 Senkrechtförderer

### 5.5.4.1 Becherwerk

[17] Ein Becherwerk dient zur Senkrechtförderung von Schüttgütern bei geringem Platzbedarf. Sie sind als Rundglieder-Kettenbecherwerke, Laschenkettens-Becherwerke und als Gurtbecherwerke bekannt. In der Praxis wird das Senkrechtfördermittel Becherwerk meistens in Form eines Gurtbecherwerkes ausgeführt.

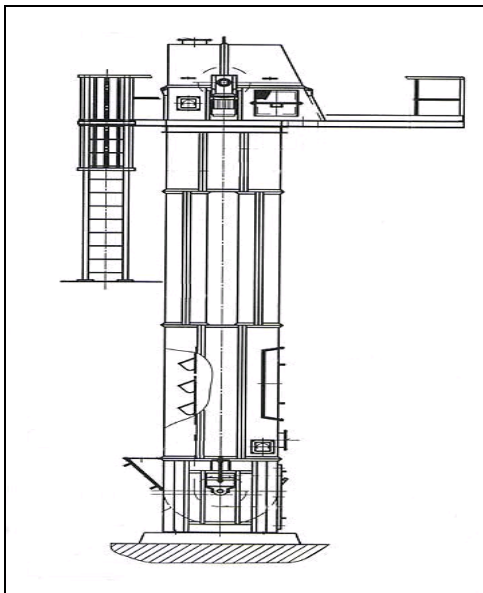


Abbildung 30: Darstellung eines Becherwerkes [http://www.koch-process.de/images/gurtbecherwerk.jpg]





Bei Becherwerken mit geringer Förderleistung und Förderhöhe werden weitverbreitet Gurte mit Stahlzugträger eingesetzt, wobei die Bauhöhe des Becherwerkes von der Festigkeit des Zugträgers abhängt. Maßgebend für die Auswahl des Zugträgers sind Fördermenge, Förderhöhe und Gutbeschaffenheit. Gurtbecherwerke zeichnen sich gegenüber den Kettenbecherwerken durch vielfältige Vorteile aus. Hervorzuheben ist vor allem der geräusch- und schwingungsarme Lauf, die höhere Fördergeschwindigkeit und damit erhebliche Leistungssteigerung. Weitere entscheidende Vorteile zeigen sich in der verminderten Antriebsleistung und dem wesentlich geringeren Wartungsaufwand, da der Zugträger einen geringen Verschleiß und einen höheren mechanischen Wirkungsgrad aufweist. Die Befestigung der Becher erfolgt mittels Schrauben oder Vulkanisierung.

#### 5.5.4.2 POCKETLIFT®

Das von der Firma SVEDALA entwickelte Steilfördersystem POCKETLIFT® ist auf Basis der Technologie der Wellenkantengurte und Becherwerke aufgebaut und stellt ein leistungsfähiges Senkrechtfördersystem dar [16].

Das POCKETLIFT®-System ist ähnlich dem vorher beschriebenen Wellenkantensystem, jedoch mit der Ausnahme, dass an den Querträgern gewebearmierte Gummitaschen aufgeschraubt sind. Dadurch können einzelne Elemente schnell ausgetauscht und die Ausfallszeiten reduziert werden. Die Montage der Taschen erfolgt nach dem Einbau des Gurtes im Schacht. Durch die spezielle Formgebung der Taschen werden keine Gelenke benötigt und Umlenkungen in beide Richtungen sowie die Förderung in einem beliebigen Winkel von horizontal bis vertikal ermöglicht.

Eine weitere besondere Eigenschaft dieses Fördersystems liegt darin, dass unterschiedliche Linienführungen konstruktionstechnisch machbar sind und somit zum Beispiel auch S- oder C-förmige Förderanlagen realisiert werden können.

Die gesamte Fördereinrichtung ist aus Gründen der Sicherheit und Sauberkeit (Staubentwicklung) ebenso wie ein Becherwerk in einem Blechgehäuse untergebracht. Für den Einbau sowie für Wartungsarbeiten muss im



Förderschacht neben der Anlage zusätzlich Platz für eine Mannfahrtsstiege vorgesehen werden. Am unteren Anschlag der Einrichtung müssen Räumlichkeiten für eine eventuell nötige Absieb- und Beschickungseinrichtung eingeplant werden. Nach dem Einbau eines Kranes am Schachtkopf und der Erstellung eines Betonfundamentes erfolgt der Einbau der Stahlkonstruktion für Anlage und Wartungsstiege. Schließlich müssen Antriebsstation, Umlenkstationen, Elektroinstallationen, Gurt und Taschen montiert werden. Die Ausschließungsgründe der POCKETLIFT®-Variante gegenüber der Alternative Becherwerk sind identisch denen der Wellenkantanlage.

### **5.5.5 Ergebnis Verfahrensvergleich IV: Auswahl an Förderaggregaten/Einbauten**

Die fünf unterschiedlichen Fördervarianten wurden hinsichtlich unterschiedlicher Kriterien, die mit der Betriebsleitung diskutiert und abgestimmt wurden, einer Nutzwertanalyse unterzogen (siehe Tabelle). Die Gewichtungsfaktoren haben direkten Einfluss auf das Ergebnis der Kriterien und wurden ebenfalls in Absprache mit der Betriebsleitung festgelegt. Den Kriterien Investition, Personal, Wartungsintensität und Sicherheit wurde eine höhere Relevanz beigemessen. Die höchsten Punkte erreichten die beiden Förderbandvarianten mit glattem Gurt bzw. profiliertem Gurt, gefolgt von den Senkrechtförderern Becherwerk und POCKETLIFT®. Die Förderanlage mit Wellenkantgurt belegte den letzten Platz, aufgrund zu hohen Investitionsvolumens und konstruktiven Nachteilen.



Anforderungen	Neigung	Förderband				Stellförderband		Senkrechtförderer				
		Gurt glatt		Gurt profiliert		Wellenkantengurt		Becherwerk		Pocketlift		
		bis 20°		bis 35°		bis 90°		90°		90°		
Kriterium	Gewichtungs- faktor	Erfüllungs- grad	NUTZWERT	Erfüllungs- grad	NUTZWERT	Erfüllungs- grad	NUTZWERT	Erfüllungs- grad	NUTZWERT	Erfüllungs- grad	NUTZWERT	
Förderleistung	8	4	32	4	32	4	32	4	32	4	32	
kontinuierliche Förderung	8	4	32	4	32	4	32	4	32	4	32	
Energieverbrauch	1	4	4	4	4	3	3	2	2	2	2	
Investitionen	10	4	40	4	40	0	0	4	40	1	10	
Personal	9	4	36	4	36	4	36	4	36	4	36	
Länge der Anlage	7	1	7	2	14	2	14	3	21	3	21	
Baugröße/ Platzaufwand	4	4	16	4	16	0	0	2	8	2	8	
Baugewicht	8	4	32	4	32	2	16	2	16	2	16	
Stahlbauaufwand	3	4	12	4	12	0	0	2	6	2	6	
Lärmentwicklung	6	3	18	3	18	3	18	4	24	4	24	
Bedienungsfreundlichkeit	7	4	28	4	28	4	28	3	21	3	21	
Wartungsintensität	9	4	36	4	36	3	27	4	36	4	36	
Arbeitssicherheit	10	4	40	4	40	4	40	4	40	4	40	
Verlässlichkeit/ Störanfälligkeit	8	4	32	4	32	4	32	3	24	3	24	
Montageaufwand	6	4	24	4	24	0	0	1	6	1	6	
Abhängigkeit von Spezialisten	7	4	28	4	28	2	14	1	7	1	7	
<b>SUMME</b>			<b>60</b>	<b>417</b>	<b>61</b>	<b>424</b>	<b>39</b>	<b>292</b>	<b>47</b>	<b>351</b>	<b>44</b>	<b>321</b>
<b>MAXIMUM</b>	<b>444</b>											

Tabelle 32: Nutzwertanalyse der Förderaggregate

Die Entscheidung, welches Förderaggregat eingesetzt wird, ist jedoch primär von den Auffahrungskosten des Schurfes und somit auch von der Investitionssumme der Förderanlagen abhängig.

Zur Ermittlung der Kosten der Fördereinrichtungen wurden von allen Aggregaten Budgetpreise von Herstellern eingeholt. Die Budgetpreise schwankten dabei teilweise sehr stark, wodurch zwei Anbieter ausgewählt wurden und ein mittlerer Richtpreis errechnet wurde. Konkret stellen sich die meterbezogenen Preise aus den Budgetpreisangeboten der Unternehmen DOUBRAVA (Attnang-Puchheim) und M-U-T (Stockerau) zusammen. Für die Montagekosten wurden Richtwerte der anbietenden Betriebe von 30% der Aggregatkosten aufgeschlagen. Die Kosten für einen Bunker wurden mit 10.000 €, für eine Abzugseinrichtung mit € 6.000 € veranschlagt. Die einzelnen



Kostenanteile der Varianten für Einbauten können der untenstehenden Tabelle entnommen werden.

Förderaggregat	Senkrechtförderer	Steilförderband		Förderband				
	Becherwerk	Wellenkantengurt		Gurt profiliert			Gurt glatt	
Max. Förderneigung	90°	bis 40°		bis 26,5°			bis 20°	
Variante	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII
Neigung [°]	90	40	32	26,5	25	22	20	18
Förderlänge [m]	34	46	55	64	68	77	84	93
Durchschnittspreis Förderaggregat [€/m]	€ 1.878	€ 2.127	€ 2.127	€ 997	€ 997	€ 997	€ 808	€ 808
Preis Förderaggregat [€]	€ 63.840	€ 97.850	€ 116.995	€ 63.798	€ 68.184	€ 76.458	€ 67.819	€ 75.256
Montage (30% von Aggregatkosten) [€]	€ 21.213	€ 29.355	€ 35.098	€ 19.139	€ 20.455	€ 22.937	€ 20.346	€ 22.577
Bunker [€]	€ 10.000	€ 10.000	€ 10.000	€ 10.000	€ 10.000	€ 10.000	€ 10.000	€ 10.000
Abzugseinrichtung [€]	€ 6.000	€ 6.000	€ 6.000	€ 6.000	€ 6.000	€ 6.000	€ 6.000	€ 6.000
<b>Gesamtkosten Einbauten [€]</b>	<b>€ 101.053</b>	<b>€ 143.205</b>	<b>€ 168.093</b>	<b>€ 98.937</b>	<b>€ 104.639</b>	<b>€ 115.395</b>	<b>€ 104.165</b>	<b>€ 113.833</b>

Tabelle 33: Ermittlung der Gesamtkosten für Einbauten

Bei den Gesamtkosten der Einbauten und Fördereinrichtungen der Varianten ist wie bei den Auffahrungskosten eine Längenabhängigkeit der Schürfe zu erkennen (siehe Abbildung 31). Des Weiteren zeigt sich eine Neigungsabhängigkeit der Kosten der Fördereinrichtungen, die auf die steigende Komplexität der Aggregate und die höheren Gurtpreise zurückzuführen sind. Das Kostenminimum liegt dennoch aufgrund der kurzen Förderlänge bei Variante IV für einen profilierten Gurt bei circa 99.000 €.

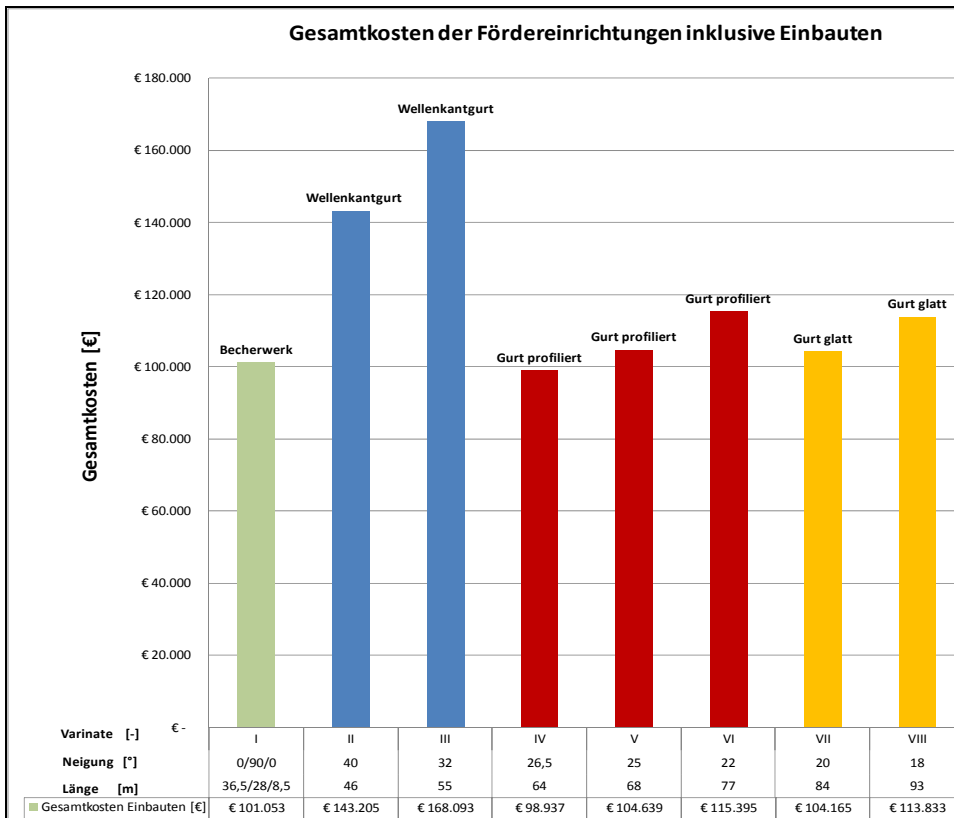


Abbildung 31: Übersicht der Gesamtkosten für die Fördereinrichtungen und Einbauten

Das Ergebnis des Verfahrensvergleiches über die Auswahl geeigneter Förderaggregate und die dazu notwendigen Einrichtungen ist in nachfolgender Tabelle zusammengefasst.

Einbauten								
Variante	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII
Neigung [°]	0/90/0	40	32	26,5	25	22	20	18
Länge [m]	36,5/28/8,5	46	55	64	68	77	84	93
Aggregat	Senkrechtförderer		Steilförderband		Förderband			
	Becherwerk	Pocketlift	Wellenkantengurt		Gurt profiliert		Gurt glatt	
Maximale Neigung	90°	90°	bis 40°		bis 35°		bis 20°	
Nutzwert	351	321	292	424		417		
Gesamtkosten	€ 101.053	€ 143.205	€ 168.093	€ 98.937	€ 104.639	€ 115.395	€ 104.165	€ 113.833



Tabelle 34: Ergebnis des Verfahrensvergleiches IV

Aufgrund erheblicher konstruktiver Nachteile der Wellenkantvarianten II bzw. III und den höchsten Investitionskosten der Förderanlage wurden diese Varianten ausgeschieden.

## 5.6 Verfahrensvergleich V: Haufwerksverteilung in der Kaverne A-1

### 5.6.1 Herkunft des Versatzes

Die bei der Erweiterung des Erbstollens sowie die aus Aus-, Vor- und Herrichtungsarbeiten anfallenden Berge werden als Versatzmaterial angesehen. Das anfallende Haufwerk hat laut geologischen Schätzungen mindestens 60% Salzgehalt. Der Vortrieb des Erbstollens erfolgt mit einer TSM der Type AM 45, die Versatzmaterial mit einer maximalen Korngröße von 60 mm produziert. Das geschnittene Material wird mithilfe von 2 Hummerscherenladern auf einen Kettenkratzförderer und schließlich auf ein auf Schienen fahrbares Brückenband aufgegeben. Das Material stellt im Falle der Förderung mit einem im Förderschurf installierten Förderband kein Problem dar. Auch der Transport mit einem Becherwerk erscheint unproblematisch [13]. Jedoch würde bei einer Förderung mittels Steilförderband etwaiges feuchtes Material auf dem Fördergurt anbacken und könnte von diesem, wegen der profilierten Oberfläche, nicht mittels Abstreifer gereinigt werden. Es wird jedoch nicht damit gerechnet, dass beim Vortrieb feuchtes Haufwerk anfällt. Bei der Variante der hydraulischen Förderung muss das Material bevor es mittels Schlammpumpe über Rohrleitungen versetzt wird, zerkleinert werden. Dieser Zerkleinerungsschritt wird einerseits mit geringerer Laugungszeit im Aufschlammbecken und andererseits mit geringerem Verschleiß der Schlammpumpe begründet.

### 5.6.2 Bedeutung des Versatzes

Mit dem Begriff Versatz wird allgemein das Verfüllen der beim Abbau von



Lagerstätten entstandenen Hohlräume bezeichnet [21]. Bei der konventionellen Gewinnung von Bodenschätzen fallen große Massen an Rückständen an. Ein großer Teil dieser Rückstände kann, wenn es die betrieblichen Rahmenbedingungen erlauben, wieder in die bei der Gewinnung entstandenen untertägigen Hohlräume als Versatz eingebracht werden. Gründe für den Einsatz von Versatz sind zum Einen die Verbesserung der Betriebs- und Grubensicherheit, zum Anderen werden die Auswirkungen des Bergbaus auf die Umwelt begrenzt und das Landschaftsbild geschont. Für den Einsatz von Versatz zur Verfüllung untertägiger Hohlräume sprechen demnach wirtschaftliche, sicherheitstechnische und bergmännische Argumente.

Der wirtschaftliche Aspekt liegt in den verkürzten Förderwegen der Vortriebsberge, einer besseren Lagerstättennutzung sowie in geringeren Aufwendungen in der obertägigen Verhaldung. Außerdem trägt, wie bereits erwähnt, der Einsatz von Versatz zu einer geringeren Auswirkung der Rohstoffgewinnung auf die Umwelt bei, wodurch das durch den Tourismus stark geprägte Ausseerland sein Landschaftsbild bewahren kann.

Besonders die im Salzbergbau anfallenden löslichen Berge stellen bei einer obertägigen Lagerung ein erhöhtes Umweltrisiko dar. Ferner sind obertägige Halden mit höheren Deponiekosten und permanenten Betriebskosten zur Erhaltung der Halde verbunden.

Sicherheitstechnisch gesehen führt das Einbringen von Versatz zu einer Verringerung von Bergschäden, zur Stabilisierung des Grubengebäudes und auch Gebirgsauflockerungen können vermieden werden. Vor allem der im Salzbergbau besonders gefährliche unkontrollierte Wasserzutritt kann durch eine in Grenzen gehaltene Gebirgszerrüttung verringert werden.

### **5.6.3 Technische Auswahl der Versatzverfahren**

Die Auswahl der Transporttechnik für die Einlagerungsmethoden muss im Salzbergbau Altaussee nach speziellen Gesichtspunkten erfolgen, die für den Salzbergbau charakteristisch sind. Aufgrund der vorhandenen betrieblichen



Gegebenheiten kommen hierbei Schüttgut- und Pumptransport als mögliche Fördertechnik in Frage. Die Versatzverfahren wurden im Zuge dieser Arbeit zunächst genauer analysiert, mit der Betriebsleitung diskutiert und mittels einer Nutzwertanalyse bewertet. Aus dem Ergebnis der Nutzwertanalyse wurden die zwei punktestärksten Verfahren detaillierter untersucht.

Zu erwähnen ist unter Anderem, dass das Bergwerk horizontweise durch Stollen aufgeschlossen ist, die mit einem Zentralschacht miteinander verbunden sind. Ebenfalls zu beachten ist, dass die Gewinnung durch Lösungsbergbau erfolgt und somit die Soleförderung hydraulisch stattfindet. Weiters ist der gesamte Material- und Bergetransport auf die bestehende gleisgebundene Förderung ausgelegt, wobei die anfallenden Berge als Sturzversatz in ausgesolte Werke verbracht werden. Die geringen Streckenquerschnitte im Salzbergbau sind im Hinblick auf die Auswahl der Fördertechnik auch als ein kritischer Parameter anzusehen, wenngleich die mittels TSM neu aufgefahrenen Strecken einen Mindestquerschnitt von  $5.76 \text{ m}^2$  aufweisen und daher in allen Fördervarianten ausreichend sind.

Das angewandte Verfahren richtet sich nach dem Zweck des Versatzes, den örtlichen Gegebenheiten und den vorhandenen Anlagen.

Nachfolgend werden die im Salzbergbau Altaussee in Frage kommenden Verfahren näher dargestellt.

### **5.6.3.1 Mechanische Verfahren**

#### **5.6.3.1.1 Sturzversatz**

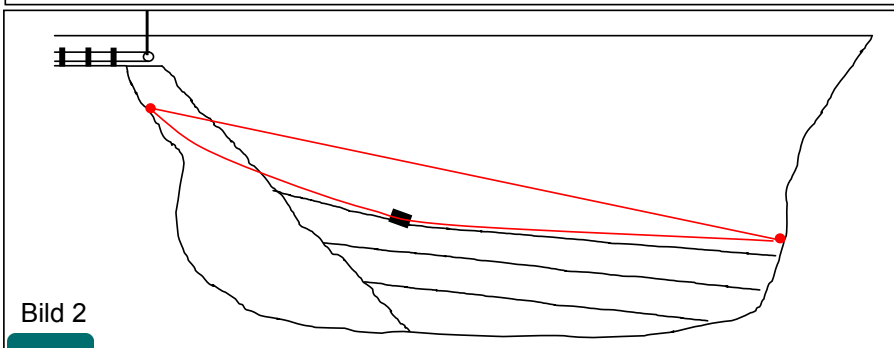
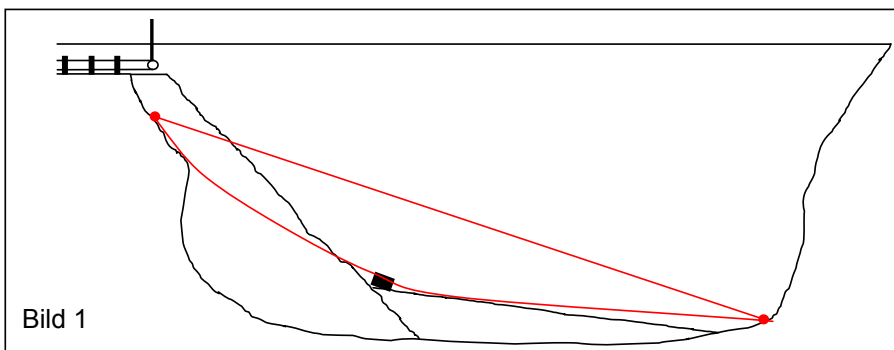
Beim Sturzversatz wird das Schüttgut in der Regel mithilfe der Schwerkraft über die obere Versatzstrecke in den Abbauhohlraum gestürzt. Sturzversatz wird je nach Ablade- und Einbauart des Versatzes in Kipp-, Schütt- und Schiebeversatz unterschieden. Zur Verfüllung der Laugkaverne A-1 trifft diese Klassifizierung nicht genau zu, da eine Mischung dieser Versatzarten verwendet werden muss, um den Hohlraum möglichst effizient und vollständig zu verfüllen. Der Arbeitsvorgang wird im Wesentlichen aus



lagenweisem Verkippen, Verteilen und Verdichten am Einlagerungsort bestehen. Ein firstbündiger Abschluss könnte mittels Schiebeschildfahrzeugen erreicht werden, ist jedoch aufgrund des vorhandenen Hohlraumvolumens nicht erforderlich. Als mögliche mechanische Schüttgut-Einlagerungsverfahren kommen aus der Sicht des Autors folgende in Frage:

#### a. Schrapper

Nachdem die Fördereinrichtung in der Förderstrecke das Haufwerk in die Kaverne verkippt hat, wird dieses mittels Schrapper in der Kaverne verteilt. Hierbei wird in regelmäßigen Abständen (alle 2-3 Tage) die Schrapperhaspel an unterschiedlichen Orten in der Kavernenulme befestigt, um das zwischenzeitlich angefallene Haufwerk gleichmäßig in der Kaverne zu verteilen. Diese Arbeiten können von einem Arbeiter vorgenommen werden, wobei die bei der Verkipfung entstehende Staubentwicklung in der Kaverne bedenklich erscheint. Abhilfe könnte hierbei eventuell mit einer Berieselungsanlage erreicht werden. Nachfolgend wird der Schrappbetrieb in einer Kaverne im Auf- und Grundriss schematisch dargestellt.



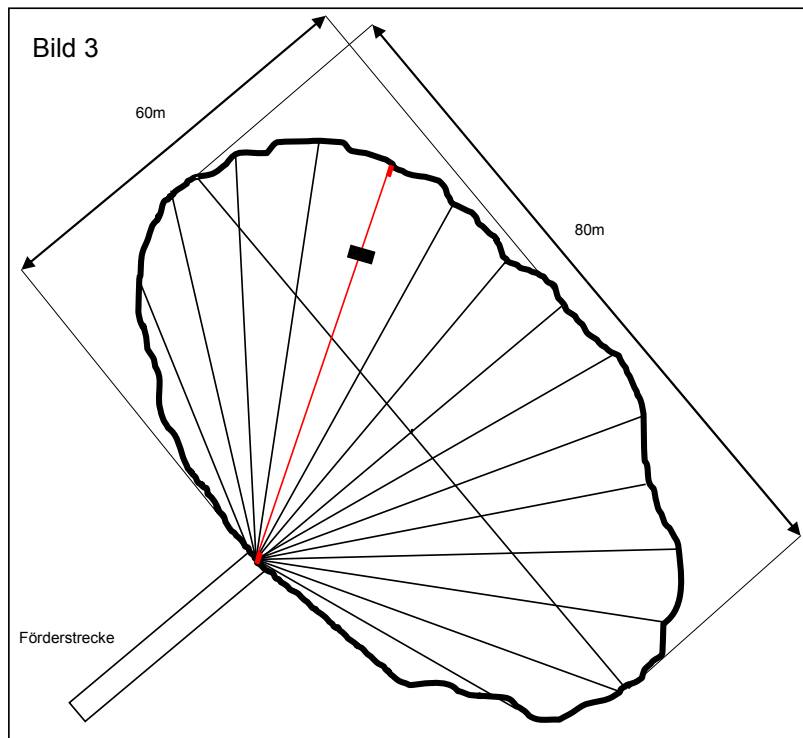


Abbildung 32: Rissdarstellungen: Methodik bei der Verfüllung der Kaverne mittels Schrapper. Bild 1: Förderband wirft Haufwerk in Kaverne und Schrapper verteilt dieses kontinuierlich.

Bild 2: Durch horizontales Umsetzen der Schrapperhaspel in der Ulme kann die gesamte Kavernenfläche bestrichen werden. Anschließend wird die Haspel höher verankert.

Bild 3: Grundriss der Kaverne mit schematischem Schrapperfächer.

### b. Kurzbänder

Bei dieser Methode das Haufwerk zu verteilen werden kurze individuell arbeitende Förderbänder aneinandergesetzt, um die gesamte Hohlraumfläche zu bestreichen. Diese als Baukastenprinzip arbeitende Versatzmethode kann durch flexible Aluminiumförderbänder realisiert werden, die durch ihr geringes Eigengewicht einfach versetzt werden können. Die tragbaren Förderbänder sind mit Traggriffen und Laufrollen versehen

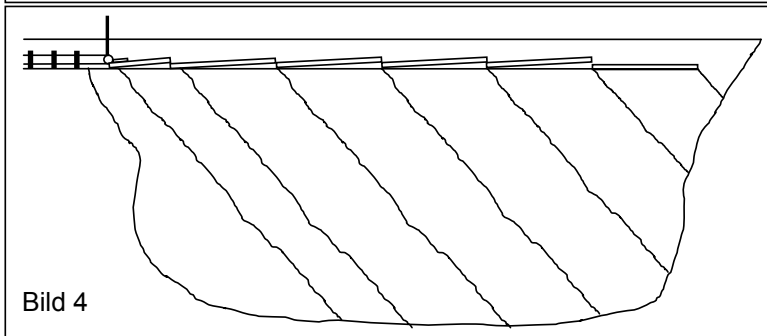
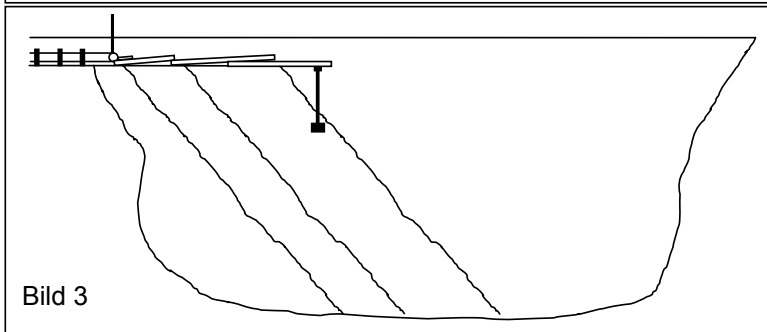
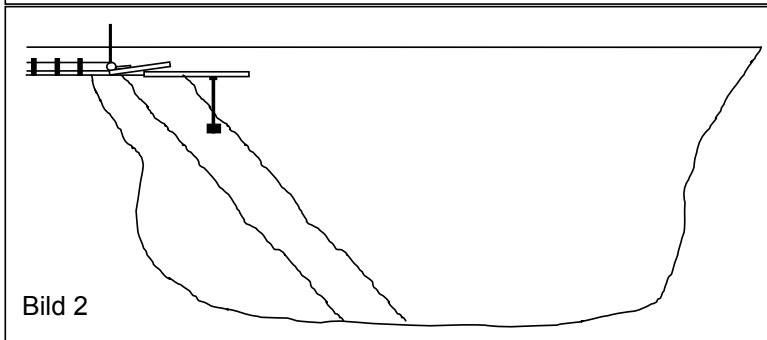
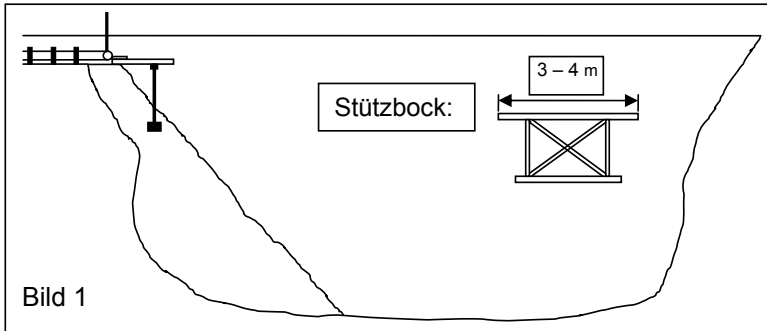


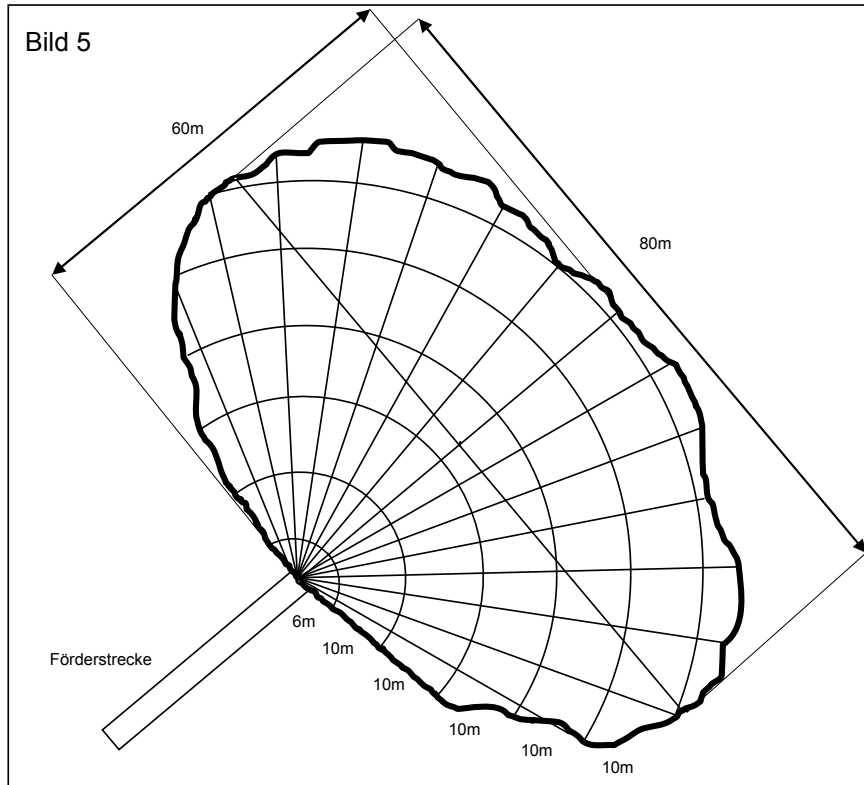
und können daher mühelos von zwei Personen getragen oder von einer Person auf den Laufrollen verschoben werden. Die Achsabstände für diese tragbaren Aluminiumförderer mit einer Gurtbreite von 300 mm und 400 mm reichen von 3 – 15 m.

Zu Beginn der Verfüllung wirft die Fördereinrichtung zunächst einen genügend großen Bereich ab, der planiert wird, um anschließend das erste Kurzförderband installieren zu können. Auf diese Fläche wird dann zunächst ein kürzeres Band (z.B. 6 m) installiert. Anschließend wird das Band so weit wie möglich zurückgezogen, damit ein längeres Band (z.B. 10 m) darunter installiert werden kann. Ist die Reichweite des Förderbandes schließlich erschöpft, wird ein Weiteres montiert.

Das Hauptproblem der Förderbänder besteht in ihrer Beweglichkeit. Während das erste Band auf einem Fundament im hinteren Bereich gesetzt werden kann, auf dem das Band drehbar gelagert ist, stellt sich dies bereits beim zweiten Band als erheblich aufwändiger dar. Abhilfe könnten hier Führungsschienen schaffen, die dem Schwenkradius folgen. Aus automatisierungstechnischer Sicht ist diese Variante schwierig als vollautomatische Versatzanlage zu betreiben. Lediglich das abwerfende Band kann im Schwenkmodus automatisch agieren. Der Verfüllungsfortschritt muss daher in regelmäßigen Abständen vom Personal kontrolliert und gegebenenfalls die Anlage umgesetzt werden. Eine an die Kavernenfirste installierte Kamera könnte hier Einsparungen von Personalkosten bewirken.

Eine weitere aus praktischer Sicht bessere Variante wird in den nachfolgenden Skizzen dargestellt. Hierbei werden die Bänder auf Stützböcke, die zur größeren Schwenkbreite der Bänder in etwa 3 m breit sein sollten, in den bereits verstürzten Versatz installiert. Auf diesen Böcken können die Bänder sukzessive geschwenkt werden, bis der gesamte Bereich verfüllt ist. Anschließend wird das Band auf den nächsten Bock verschoben usw.





Abbildungen 33: Rissdarstellungen: Methodik bei der Verfüllung der Kaverne mit Kurzbändern. Bild 1: Förderband hat ersten Schüttkegel abgeworfen und Arbeitsfläche für erstes Kurzband geschaffen, Abstützung des Bandes im vorderen Bereich auf Stützbock.

Bild 2: Nachdem der Abwurfradius des ersten Bandes erschöpft ist, wird dieses angehoben, um auf ein zweites Band aufgeben zu können.

Bild 3: Wiederholung von Vorgang aus Bild 2. Bild 4: Fertig verfüllte Kaverne.

Bild 5: Grundriss der Kaverne mit schematischem Kurzbandnetz.

### c. Schwenkbares Haldenband

Diese Versatzvariante arbeitet nach demselben Prinzip wie die bereits erwähnten Kurzbänder. Ein Haldenband kann aufgrund eines drehbar gelagerten Aufgabepunktes und mithilfe einer auf Rädern mobilen Unterkonstruktion seitlich verschwenkt werden. Dadurch können



Haldenbänder nierenförmige Halden aufschütten. Die Räder stehen dabei auf dem Laist bzw. bei lagenweisem Auftragen des Versatzes auf dem Versatz. Ein Verkippungsradius von bis zu 30 m ist durchaus realisierbar, wodurch die restliche Förderdistanz mit alternativen Fördereinrichtungen überwunden werden muss. Eine Möglichkeit den Hohlraum effizient und nahezu vollautomatisch zu verfüllen besteht daher nur in Kombination mit flexiblen Kurzförderbändern. Die Kurzförderbänder beschicken je nach Versturzort das Haldenband und können in kürzester Zeit umgestellt werden. Das Haldenband kann durch Verfüllen der hinteren Bereiche und sukzessives Zurückziehen somit die gesamte Fläche der Kaverne bestreichen. Bei Erreichen einer bestimmten Versatzhöhe wird das Haldenband elektrisch oder manuell von einem Arbeiter geschwenkt. Die Kosten für die Budgetierung eines Haldenbandes ergab nach Anfrage bei dem Unternehmen BUDE-Fördertechnik einen Meterpreis von circa 1.000 € und beträgt somit für die vorgesehene Länge von 25 m, circa 25.000 €. Nach genaueren Recherchen ist jedoch ein Haldenbandbetrieb in einem untertägigen Hohlraum mit mehreren Problemen behaftet.

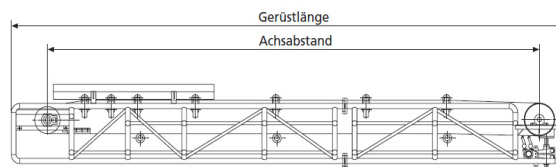
- Die Aufgabe auf das Haldenband gestaltet sich durch den Höhenunterschied zwischen Förderbandabwurf und Haldenbandaufgabe äußerst aufwändig.
- Die Haldenentwicklung muss regelmäßig kontrolliert und das Haldenband gegebenenfalls adjustiert werden, wodurch zusätzlich Personalkosten anfallen, die sich nur schwer abschätzen lassen.
- Die Montage/Demontage gestaltet sich im Vergleich zu den übrigen Varianten aufgrund der Größe der Anlage aufwändiger.
- Die Untergrundbeschaffenheit der Kaverne ist für ein Fahrwerk mit Rädern nicht ausreichend, wodurch Fundamente benötigt werden, welche die Flexibilität der Anlage behindern.

Die Haldenbandvariante wurde daher aufgrund gewichtiger Nachteile als ungeeignet bewertet und nicht weiterverfolgt.



### Rohrgerüst Typ R60

(schwere Ausführung)



#### Technische Daten

Bandbreite:	500, 650, 800, 1.000, 1.200 mm
Stützweite:	max. 25 m (siehe nächste Seite)
Gerüstbreite:	800, 950, 1.150, 1.350, 1.550 mm
Gerüsthöhe:	600-800 mm
Bauhöhe:	800-1.000 mm
Ein- bzw. beidseitiger Laufsteg	möglich

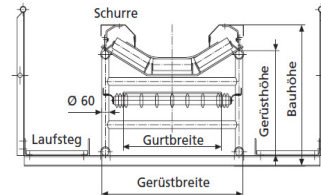


Abbildung 34: Darstellung eines Haldenbandes und technische Details [www.Budde.de]

#### d. Verfahrbares, reversierbares Förderband

Diese aus Sicht eines Ingenieurs sehr elegante Verteilung des Versatzes wurde in Zusammenarbeit mit dem Unternehmen DOUBRAVA erarbeitet und im Folgenden näher erläutert. Das Förderband im Schurf wird durch eine Verankerung an der Firse der Kaverne bis an den Hohlraummittelpunkt um 27 m verlängert. Die Verteilung des Schüttgutes übernimmt ein ebenfalls an die Firse verankertes, auf Schienen verfahrbares Förderband. Dieses Verteilförderband besitzt eine Länge von 35 m und kann in beide



Richtungen auf Schienen einen Verfahrweg von 17 m zurücklegen. Zusätzlich zum Verfahrweg kann das Förderband reversierbar betrieben werden, wodurch die gesamte Breite des Hohlraumes verfüllt werden kann.

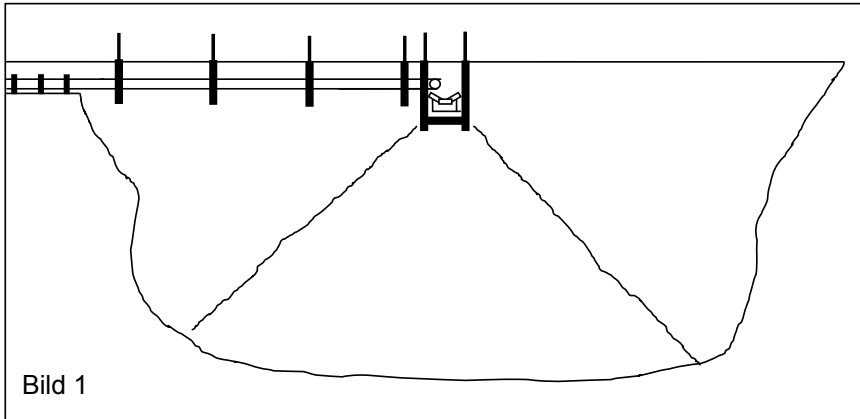


Bild 1

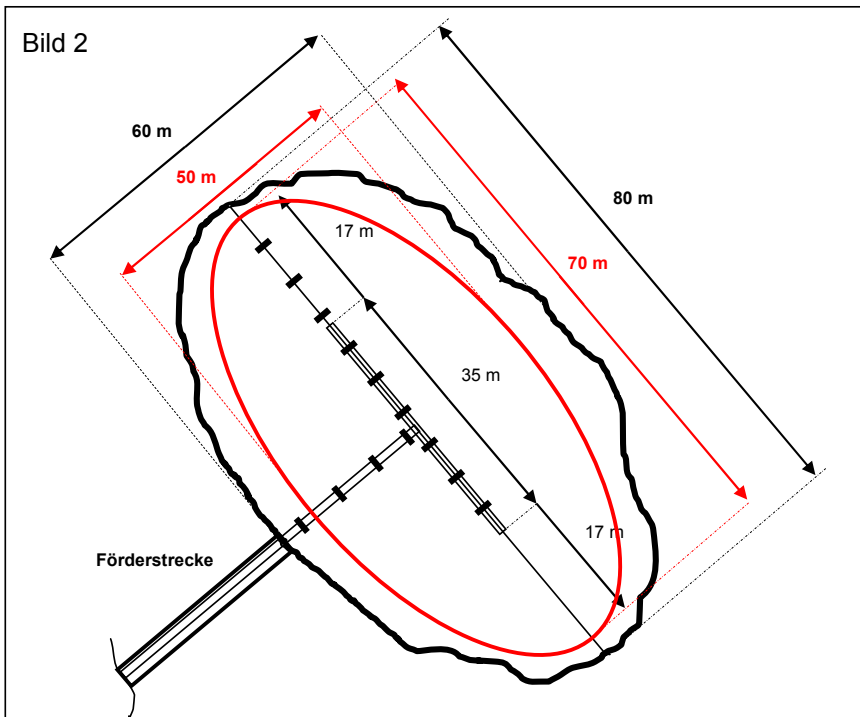


Bild 2



Abbildung 35: Schematische Darstellung des Verteilbandes (Bild 1: Grundriss, Bild 2: Aufriss (rot dargestellt ist die angenommene elliptische Grundfläche der Kaverne))

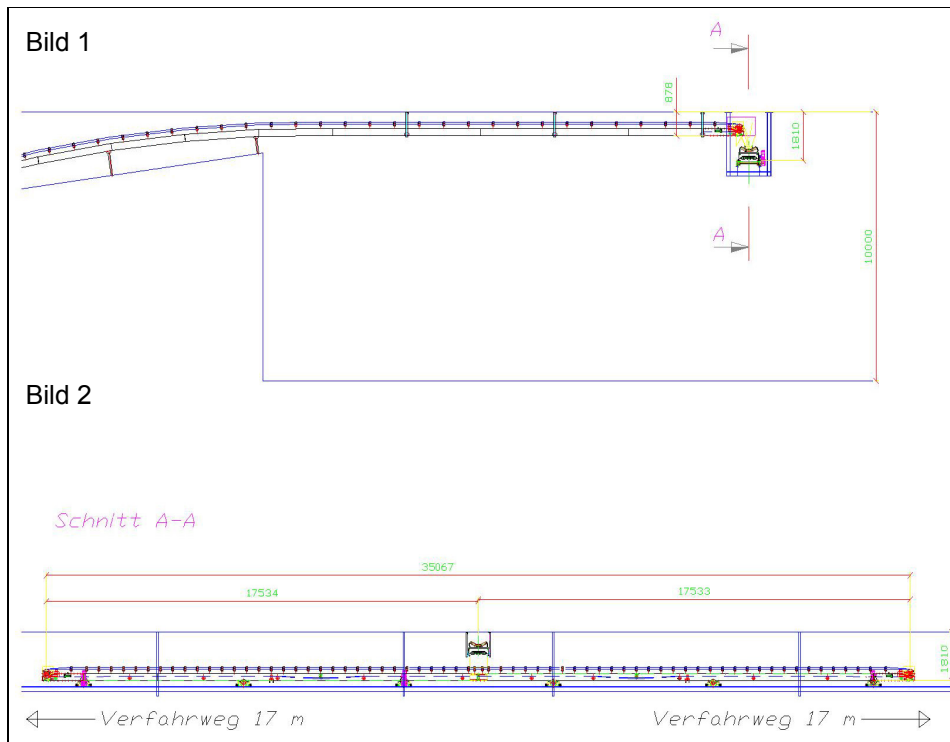


Abbildung 36: Bild 1: Aufriss der Kaverne mit Verteilband und der an der Firste verankerten Fördereinrichtung. Bild 2: Schnittdarstellung des Verteilbandes.

Für die Budgetierung dieses Versatzprojekts wurden seitens des Unternehmens DOUBRAVA für das Verteilförderband 87.000 € angegeben. Für den längeren Förderweg des Förderbandes bis zur Kavernenmitte sind nochmals in etwa 20.000 € zu veranschlagen. Außerdem fallen für die Montage der Förderbänder schwer abschätzbare Kosten an, da diese umständlich an die Firste verankert werden müssen. Ein weiterer Nachteil dieser Variante ergibt sich durch die Ortsgebundenheit des Verteilförderbandes, wodurch nicht die gesamte Kavernenfläche bestrichen werden kann. Daher muss zur



Unterbringung des anfallenden Schüttgutes eine zusätzliche Verteilungsmethode, wie zum Beispiel Schrapfbetrieb, angewandt werden. Eine Verlaugung des Schüttkegels kann aufgrund möglicher unkontrollierter Laugprozesse an der Ulme nicht vorgenommen werden, da sich eine Überschreitung der Grenzen des Schachtsicherheitspfeilers ergeben könnten. Demzufolge wurde diese Versatzverteilvervariante vorzeitig ausgeschlossen.

### 5.6.3.1.2 Schleuderversatz

Eine Versatzschleuder besteht aus einem über zwei Rollen laufendes Gummiband, das zwecks Verbesserung der Reibung zwischen Gurt und Versatzgut auf der Oberseite aufgenietete Wulste mit Blechverstärkungen trägt.

Als Versatzschleuder könnte die Versatzanlage der SAAG eingesetzt werden, wodurch keine zusätzlichen Investitionen anfallen würden. Die Versatzschleuder der Bauart BVS SE wurde im Jahr 1990 von der Firma Sachtleben zugekauft und würde lediglich geschätzte 2.000 € Reaktivierungskosten verursachen. Die Nennleistung der Anlage beträgt für die Wuchtrinne 2 x 1,4 kW (Förderleistung: 60 m<sup>3</sup>/h) und der Antriebsmotor der Versatzschleuder wird mit einer Leistung von 22 kW betrieben. Die Schleudergurtbreite beträgt 0,5 m. Die gesamte Anlage ist auf einem Rahmen gelagert, der ein horizontales Schwenken von 360° und ein vertikales Schwenken von 20° zulässt.

Diese Versatzanlage wurde bereits von der SAAG zur Verfüllung des Werkes Lobkovicz eingesetzt, daher ist die Anwendung des Gerätes bekannt und wird folgend nur partiell erläutert. Die Anlage wird automatisch mithilfe eines Echolotes gesteuert, das am Aufgabebunker installiert wird. Dieses schaltet zuerst die Schleuder und anschließend die Siebwuchtrinne ein, beim Herunterfahren der Anlage verläuft dieser Vorgang umgekehrt. Somit kann sich das Schleuderband vollständig entleeren und es entsteht bei erneutem Anlaufen kein erhöhtes Drehmoment, das den Überlastschalter aktivieren würde. An der Anlage wurde des Weiteren eine Gurtüberwachung installiert, wodurch sich zum Beispiel bei einem auftretenden Schiefelauf des Bandes das Gerät ausschaltet. Bei der Verfüllung des Werkes Lobkovicz stellte



das anfallende Überkorn, das in jeder Schicht von einem Arbeiter weggeschaufelt werden musste, ein Problem dar. Zudem erwies sich die geringere Wurfweite der Feinkornfraktion  $<1$  mm als problematisch, da sich dieses durch ein geringeres Gewicht-Luftwiderstand-Verhältnis unmittelbar vor dem Schleuderband ablagerte, einen Staubkegel bildete und somit die Versatzarbeit behinderte. Außerdem musste der Staubkegel ebenfalls von einem Arbeiter in jeder Schicht entfernt werden.

#### **Kombination mit Kurzbändern:**

Hierbei wird zuvor die Kaverne mit den Kurzbändern soweit befüllt bis das Schleuderband durch die vorgegebene Wurfparabel in der Lage ist, die restlichen Kavernenteile zu versetzen. Dadurch könnten die betriebseigenen Geräte eingesetzt werden, wodurch das Investitionsvolumen für die Bergförderung reduziert werden kann.

#### **Kombination mit an der Kavernenfirste befestigtem Förderband:**

Die Schleuderversatzanlage sollte auf dem zuvor aus der Schurf- bzw. Schachtauffahrung anfallenden Haufwerk, das zu einem Kegelstumpf abgeflacht, verdichtet und mit einem Betonfundament versehen wurde, montiert werden. Die Beschickung des Schleuderbandes erfolgt hierbei mittels Förderband. Der hierbei zu Beginn der Befüllung bestehende Höhenunterschied zwischen Bandabwurf und Schleuderband könnte einerseits mittels Bauschuttrutschen, andererseits mittels Bunker überwunden werden. Die Bauschuttrutschen werden ebenfalls in der Firste verankert, wohingegen die Bunkervariante aus Stabilitätsgründen auf dem Betonfundament gelagert werden sollte. Bei beiden Varianten sollte aus sicherheitstechnischen und verschleißbedingten Gründen zusätzlich eine Aufgabereinrichtung auf das Schleuderband vorgeschaltet werden. Die technisch am günstigsten erscheinende Lösung stellt ein Vibrationsaufgeber bzw. eine Siebwuchtrinne dar, die elektro-dynamisch angetrieben wird. Die Spaltweite des Siebes ist hierbei auf 60 mm eingestellt, was der vom Schleuderband maximalen Korngröße entspricht. Das dabei anfallende Überkorn wird mittels einer Schurre seitlich abgeleitet. Die Versatzschleuder wird nur in Betrieb genommen, wenn



das Förderband betrieben wird.

Beide Kombinationsvarianten beinhalten dennoch massive Mängel in der Realisierbarkeit.

- Aufgabe auf das Schleuderband gestaltet sich durch den Höhenunterschied zwischen Förderbandabwurf und Schleuderbandaufgabe umständlich
- Reichweite der Wurfparabel der Versatzschleuder reicht zur vollständigen Verfüllung der Kaverne bei zentraler Montage der Anlage nicht aus.
- Anlage kann nicht automatisiert betrieben werden (Über-/Feinstkorn entfernen, Wurfparabeleinstellungen)
- Staubentwicklung.

Die Schleuderversatzvariante wird daher als ungeeignet bewertet und nicht weiter verfolgt.

### **5.6.3.2 Hydraulische Verfahren (Spül- und Pumpversatz)**

#### **5.6.3.2.1 Erklärung des hydraulischen Verfahrens**

Beim hydraulischen Versatz im Salzgestein werden in der Regel feinkörnige und körnige Berge in einer Mischanlage mit einer Salzlösung bzw. Wasser aufgelöst. Voraussetzung für die Anwendung von hydraulischem Versatz im Salzgestein ist die Verwendung einer gesättigten Sole bzw. eines geeigneten Mischungsverhältnisses mit dem gebrochenen Haselgebirge, um keine unkontrollierten Laugvorgänge in der Kaverne hervorzurufen oder um Auflösungserscheinungen an den Sicherheitspfeilern zu verhindern.

Die Versatzmasse kann weiters als selbstnivellierender Spülversatz oder Pumpversatz klassifiziert werden. Der Unterschied der beiden Versatzarten besteht in der anschließenden Wiederverwertung des Transportmediums. So wird beim Spülversatz das überschüssige Transportmedium drainiert und im

Kreislauf mit der Mischanlage zurückgepumpt. Beim Pumpversatz hingegen wird die Transportflüssigkeit durch den Versatz vollständig gebunden. Bei beiden Verfahren wird der Versatz, nachdem dieser mit dem Transportmedium vermischt bzw. verlaugt wurde, über ein Rohrleitungssystem in die zu verfüllenden Hohlräume transportiert.

Der Spülversatz kommt vor allem im Salzgestein zum Einsatz, da überschüssige Sole wieder abgepumpt und zur Gewinnung von Salz verwendet werden kann. Ein weiterer Vorteil beim hydraulischen Versetzen ist ein hoher Verfüllungsgrad, da die Hohlräume vollständig verfüllt werden können.

#### **5.6.3.2 Prozessbeschreibung**

Die Huntentleerung, Bunker inkl. Abzugsrinne, die Brechanlage, das Aufschlammbecken mit Rührwerk und die Schlammpumpe können im Bereich des Maschinenstalls des Erbstollens errichtet werden. Die räumliche Anordnung der Anlage muss noch genau geplant werden, ebenso die dafür eventuell notwendige bergmännische Vorrichtung.

Das in der Brechanlage auf <5 mm zerkleinerte Material gelangt über eine Dosiereinrichtung in das Aufschlammbecken. Hierbei wird durch ein Rührwerk der Laugvorgang des Haufwerkes beschleunigt und kann dadurch bereits nach kurzer Verweildauer im Aufschlammbecken in die Kaverne verpumpt werden. In der Kaverne fallen schließlich die unlöslichen Anteile des Schlammes aus, wobei sich das Werk kontinuierlich von unten nach oben verfüllt. Die vollgrädige Sole kann wiederum aus der Kaverne abgezogen und dem Produktionsprozess zugeführt werden, wodurch eine optimale Verwertung des anfallenden Haufwerkes erzielt wird.

Die hydraulische Fördervariante wurde bereits frühzeitig aus Kostengründen durch die erhöhte Wasserwirtschaft aber auch aufgrund der Komplexität des Verfahrens ausgeschieden. Ein von der SAAG durchgeführter Kostenvergleich zwischen Bandförderung und hydraulischer Förderung ergab ein deutlich geringeres Investitionsvolumen für die Bandvariante, da diese ohne Brecher,



Aufschlammanlage und Pumpe betrieben werden kann. Als weitere Nachteile der hydraulischen Fördervariante sind höhere Energiekosten und eine komplexe Verfahrenstechnik zu nennen. Für diese Variante bedarf es genaueren Untersuchungen, da die Eigenschaften (Auflöseverhalten, Pumpverhalten, Sedimentationsverhalten in den Rohrleitungen, Langlebigkeit der Anlage aufgrund des korrosiven und abrasiven Verhaltens) des zu verpumpenden Schlammes nicht genau bekannt sind und im Laufe der Erbstollenerweiterung schwanken könnten. Zudem muss die Wasserzufuhr bei der Aufschlammung stets richtig dosiert werden, damit ein vollgrädiges Salz-Tongemisch entsteht, um unkontrollierte Laugvorgänge in der Kaverne zu verhindern. Daher erscheint eine ökologische Automatisierung dieser Variante als schwer durchführbar. Einfache und transparente Prozesse sind von Vorteil, da auf den Einsatz bewährter Technologien zurückgegriffen werden kann und sich der Betrieb nicht von anderen Firmen abhängig macht (Ersatzteile, Reparatur). Weiters müssen bei einfachen Prozessen keine kostspieligen Personalschulungen durchgeführt werden.

### **5.6.3.3 Ergebnis der Nutzwertanalyse für die Verteilung des Haufwerks in der Kaverne A-1**

Nach umfangreichen Diskussionen mit der Betriebsleitung und erfahrenen Angestellten wurde die hydraulische Variante, aufgrund der wie bereits erwähnten Probleme, nicht in die nähere Auswahl der in Altaussee in Frage kommenden Versatzverfahren aufgenommen und auch nicht in der Nutzwertanalyse bewertet. Ebenso die Variante mit reversierbarem, verfahrenbarem Verteilband, da diese zwar aus technischer Sicht günstig wäre, aber den Budgetrahmen übersteigen würde.



Anforderungen		Kurzband		Haldenband		Schrapper		Schleuderband	
Kriterium	Gewichtungs-faktor	Erfüllungs-grad	NUTZWERT	Erfüllungs-grad	NUTZWERT	Erfüllungs-grad	NUTZWERT	Erfüllungs-grad	NUTZWERT
Versatzleistung	7	4	28	4	28	4	28	4	28
kontinuierlich	8	2	16	3	24	0	0	3	24
Energieverbrauch	2	3	6	3	6	3	6	1	2
Investitionen	5	3	15	2	10	4	20	4	20
Personal	10	3	30	3	30	0	0	2	20
Baugröße/ Platzaufwand	4	4	16	3	12	4	16	2	8
Bauhöhe (Aufgabe)	4	4	16	2	8	3	12	2	8
Baugewicht	2	4	8	4	8	4	8	4	8
Stahlbauaufwand	3	4	12	2	6	3	9	1	3
Lärmentwicklung	1	4	4	4	4	4	4	1	1
Bedienungsfreundlichkeit	7	2	14	2	14	3	21	0	0
Wartungsintensität	9	4	36	4	36	4	36	2	18
Arbeitssicherheit	10	4	40	4	40	4	40	4	40
Verlässlichkeit/ Störanfälligkeit	8	4	32	4	32	4	32	2	16
Staubentwicklung	5	4	20	3	15	3	15	0	0
Montageaufwand	6	4	24	2	12	3	18	2	12
Betriebs erfahrung	5	4	20	2	10	4	20	3	15
<b>SUMME</b>		<b>61</b>	<b>337</b>	<b>51</b>	<b>295</b>	<b>54</b>	<b>285</b>	<b>37</b>	<b>223</b>
<b>MAXIMUM</b>	<b>384</b>								

Tabelle 35: Nutzwertanalyse der Varianten zur Haufwerksverteilung in der Kaverne A-1

Als für den Betrieb praktisch und wirtschaftlich realisierbar erwiesen sich hingegen die mechanischen Verfahren. Diese wurden einer Nutzwertanalyse unterzogen, um das dienlichste Verfahren zu bestimmen. Dabei wurden für den Betrieb relevante Beurteilungskriterien festgelegt und bewertet (siehe Tabelle). Die Gewichtungsfaktoren haben direkten Einfluss auf das Ergebnis der Kriterien und wurden ebenfalls in Absprache mit der Betriebsleitung festgelegt. Jene Kriterien mit dem größten Einfluss auf Kosten und Sicherheit, wie Personal, Wartungsintensität, Arbeitssicherheit und Verlässlichkeit, wurden höheren Gewichtungsfaktoren zugeordnet. Die höchste Punktezahl bei der Analyse erreichte das Kurzband, gefolgt von schwenkbaren Haldenbändern, dem Schrapper und dem Schleuderband.

Eine nach genaueren Recherchen spätere Betrachtungsweise der Verfahren ergab schließlich, dass sich die Verfüllung mit schwenkbaren



Haldenbändern als besonders kostenintensiv, aber auch technisch schwer realisierbar erweist und daher nicht in Erwägung gezogen wird. Der Schleuderbandbetrieb zeigte sich als personalintensiver als angenommen. Zudem würde dieser nicht in der Lage sein die gesamte Fläche der Kaverne zu verfüllen, da der Wurfparabelradius für die gegebene Kavernengröße zu gering ist.

Die endgültige Entscheidung, welche Haufwerksverteilung angewandt wird, wird von der Betriebsleitung gefällt. Für die Investitionsrechnung über die Wirtschaftlichkeit des Förderschurfes gegenüber der Schachtförderung ist die Haufwerksverteilung ohnehin nicht von Belang, da diese in beiden Fällen identisch sind.

In diesem Zusammenhang muss jedoch die Variante Kurzband erwähnt werden, da diese bereits in der Abförderung des Haufwerks bei der maschinellen Auffahrung verwendet werden könnte und keine zusätzlichen Investitionen verursachen würde. Des Weiteren wurde eine Mietvariante der Kurzbänder seitens des Mietunternehmens ohnehin als bedenklich bewertet, da der Gebrauch im Salzbergbau, durch die korrosiven Eigenschaften des Salzes, die Bänder vermutlich zu stark beschädigt. Im Folgenden wird daher ein Zukauf von Kurzbändern für die Verteilung des Haufwerks untersucht.

Aggregat	Nutzwert	Entscheidung V	Kosten
Kurzband	332	gewählt	€ 46.063
Haldenband	302		
Schrapper	278		
Schleuderband	213		

Tabelle 36: Ergebnis des Verfahrensvergleiches V

Nach Gesprächen mit Ingenieuren und nach Anfrage bei der Firma DROTT in Salzburg wurden Miniförderbänder der Type LIBELT 600 gewählt. Diese 6 m langen Förderbänder können auch durch die im Salzbergbau herrschenden schwierigen Bedingungen eingesetzt werden, da diese von einer verzinkten Stahlrohrkonstruktion getragen werden. Dadurch erhöht sich zwar das





Eigengewicht empfindlich auf 169 kg, kann aber mittels mitgeliefertem Transportwagen und Radsatz laut Hersteller von zwei Personen transportiert werden. Für Transport und Montage der Förderbänder im Schurf sollte aufgrund des hohen Gewichtes der Bänder eine Winde eingesetzt werden. Beachtlich ist bei diesen Kurzbändern der PVC-Stollengurt, der bis zu 40° Neigungen überwinden kann, und somit für den Einsatz bei der TSM-Bergeabförderung hervorragend geeignet scheint.

Die Investitionskosten für den Kauf von zehn 6 m Kurzförderbändern belaufen sich auf 46.063 €. Eine detaillierte Auflistung der Anlagenteile und deren Kosten finden sich in nachfolgender Tabelle wieder.

<b>Miniförderbänder Libelt 600</b>	<b>Anzahl [Stk.]</b>	<b>Nettopreis [€/ Stk.]</b>	<b>Gesamtpreis [€]</b>
Lissmac Förderband Libelt 600 ohne Aufgabetrichter	10	3.780	<b>35.910</b>
Aufgabetrichter für LIBELT	9	380	<b>3.249</b>
Stützfuß (Set) für LIBELT	10	280	<b>2.660</b>
Transportwagen	1	2.800	<b>2.800</b>
Radsatz für LIBELT	1	170	<b>162</b>
Verbindungsklammern (Set) LIBELT	9	150	<b>1.282</b>
<b>Gesamtkosten</b>			<b>46.063</b>

Tabelle 37: Investitionskosten für Kurzbänder (Aus Angebot Firma DROTT, Salzburg)

**Für die Haufwerksverteilung in der Kaverne A-1 erreichte die Kurzbandvariante in der Nutzwertanalyse die höchste Punktezahl von 332. Aus Gründen der technischen Machbarkeit wurde diese Versatzmethode auch von der Betriebsleitung ausgewählt. Die Kosten für den Kauf von zehn 6 m Bändern beträgt 46.063 €.**



## 6 Bauzeitermittlung

Die Dauer des Projekts bis zur Inbetriebnahme der jeweiligen Fördereinrichtung stellt neben den Investitionskosten ein weiteres Entscheidungskriterium für die Variantenwahl dar. Daher wurden die Bauzeiten der Streckenvarianten für den konventionellen und maschinellen Vortrieb ermittelt, um eine Entscheidung treffen zu können, welche Variante mit welcher Auffahrungsart umgesetzt wird. Aus Übersichtsgründen wurden die Gesamtbauzeiten aus der Dauer zur Herstellung der Förderstrecken und die Montagedauer der Fördereinrichtungen getrennt dargestellt.

### 6.1.1 Bauzeit TSM-Vortrieb

Die Auffahrungszeiten für den maschinellen Vortrieb ergeben sich aus den ermittelten Nettovortriebszeiten der Varianten inklusive einer 50%igen Reserve und aus den Erfahrungswerten für Baustelleneinrichtung und Nacharbeiten. Die Dauer für die Baustelleneinrichtung wurde mit einer Arbeitswoche (4 Schichten) veranschlagt. Für die Nacharbeiten wurden zwei Arbeitswochen (8 Schichten) kalkuliert, da nach dem TSM-Vortrieb die Kurzbänder und die Mannfahrtsstiege zurückgebaut werden müssen und die TSM aus dem Schurf gefahren werden muss. Die Auffahrungszeiten betragen von 56 Schichten für die 26,5°-Variante bis zu 75 Schichten für die 18°-Variante. Die Gesamtbauzeiten ergaben sich aus den Auffahrungszeiten und der Dauer für die Montage der Fördereinrichtung. Für die Montagedauer der Fördereinrichtung wurden vom Unternehmen DOUBRAVA überschlägig 2 Monate (33 Schichten) angegeben. Hierzu wurden wie bei der Streckenvortriebsdauer 50% Reserve aufgeschlagen. Die Gesamtbauzeit beträgt für die Variante IV 105 Schichten, wodurch die Fertigstellung 0,53 Jahre bzw. 193 Kalendertage in Anspruch nehmen würde. Die Dauer vom Projektbeginn bis zur Inbetriebnahme der Gurtfördereinrichtung der Variante VIII würde zum Vergleich 0,63 Jahre bzw. 230 Kalendertage betragen.



BAUZEIT TSM						
Variante	[Einheit]	IV	V	VI	VII	VIII
Neigung	[°]	26,5	25	22	20	18
Länge	[m]	64	68	77	84	93
Baustelleneinrichtung	[Schichten]	4	4	4	4	4
Vortriebsdauer (Netto)	[Schichten]	29	31	35	38	42
Reserve (+50%)	[Schichten]	15	16	18	19	21
Nacharbeiten	[Schichten]	8	8	8	8	8
<b>TSM Auffahrungszeit</b>	<b>[Schichten]</b>	<b>56</b>	<b>59</b>	<b>65</b>	<b>69</b>	<b>75</b>
Fördereinrichtung (Netto)	[Schichten]	33	33	33	33	33
Reserve (+50%)	[Schichten]	17	17	17	17	17
<b>TSM Gesamtbauzeit</b>	<b>[Schichten]</b>	<b>105</b>	<b>108</b>	<b>114</b>	<b>119</b>	<b>125</b>

Tabelle 38: Auffahrungs- und Gesamtbauzeiten des maschinellen Vortriebs.

### 6.1.2 Bauzeit B&S-Vortrieb

Bei den Bauzeitermittlungen der B&S-Varianten wurde die Schachtbauzeit gesondert von den Streckenbauzeiten ermittelt, da sich die Schachtvariante aus einem kombinierten Vortrieb zusammensetzt.

Die Auffahrungszeiten für den konventionellen Vortrieb der Schurfvarianten II bis VIII bestehen aus den ermittelten Nettovortriebszeiten der Varianten inklusive einer 50%igen Reserve und aus einem Erfahrungswert von 2 Schichten für die Baustelleneinrichtung. Beim Sprengvortrieb fallen keine Nacharbeiten an, da die eingebaute Mannfahrts- bzw. Wartungsstiege im Schurf nicht zurückgebaut werden muss. Der Abbau der Arbeitsgeräte wie Arbeitsbühne, Schrapper und Bohrhammer ist bereits in der Vortriebsdauer einkalkuliert.

Die TSM-Auffahrungszeit von Variante I ergibt sich aus der horizontalen Vortriebsleistung der TSM von 4 m/Schicht und einer Streckenlänge von 36,5 m zu 9 Schichten. Die Vortriebszeiten für das Schachtaufbrechen und den horizontalen Zubau zur Kaverne wurden auf der Basis der ermittelten Vortriebsleistungen von 0,4 m/Schicht bzw. 0,5 m/Schicht berechnet und betragen 70 bzw. 17 Schichten. Für die Baustelleneinrichtungen der Schachtvariante wurden erneut 4 Schichten für den TSM-Vortrieb und 2 Schichten für das Schachtaufbrechen angenommen. Die Arbeiten



nach der Herstellung des Zubaus zur Kaverne gestalten sich im Vergleich zu den Nacharbeiten der Schurfvarianten aufwändiger, da die Arbeitsgeräte über den Schacht abtransportiert werden müssen. Für diese Arbeiten wurde eine Dauer von 4 Schichten veranschlagt.

Für die Gesamtbauzeiten der Varianten I bis VIII wurde erneut eine einheitliche Montagegesamtdauer für die Fördereinrichtungen von 50 Schichten zu den Vortriebszeiten addiert. Die Gesamtbauzeit beträgt für Variante I 204 Schichten, wodurch die Fertigstellung 1,03 Jahre bzw. 374 Kalendertage dauern würde. Die Dauer vom Projektbeginn bis zur Inbetriebnahme der Gurtfördereinrichtung der Variante VIII würde 1,68 Jahre bzw. 613 Kalendertage beanspruchen.

BAUZEIT B&S									
Variante	[Einheit]	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII
Neigung	[°]	0/90/0	40	32	26,5	25	22	20	18
Länge	[m]	36,5/28/8,5	46	55	64	68	77	84	93
Baustelleneinrichtung	[Schichten]	6	2	2	2	2	2	2	2
Vortriebsdauer (Netto)	[Schichten]	96	92	112	128	140	156	168	188
Reserve (+50%)	[Schichten]	48	46	56	64	70	78	84	94
Nacharbeiten	[Schichten]	4	0	0	0	0	0	0	0
<b>B&amp;S Auffahrungszeit</b>	<b>[Schichten]</b>	<b>154</b>	<b>140</b>	<b>170</b>	<b>194</b>	<b>212</b>	<b>236</b>	<b>254</b>	<b>284</b>
Fördereinrichtung (Netto)	[Schichten]	33	33	33	33	33	33	33	33
Reserve (+50%)	[Schichten]	17	17	17	17	17	17	17	17
<b>B&amp;S Gesamtbauzeit</b>	<b>[Schichten]</b>	<b>204</b>	<b>190</b>	<b>220</b>	<b>244</b>	<b>262</b>	<b>286</b>	<b>304</b>	<b>334</b>

Variante I	[Einheit]	E-Stollen	Schacht	A-1 Zubau	Summe
Neigung	[°]	0	90	0	
Länge	[m]	36,5	28	8,5	73
Baustelleneinrichtung	[Schichten]	4	2		6
Vortriebsdauer (Netto)	[Schichten]	9	70	17	96
Reserve (+50%)	[Schichten]	5	35	9	48
Nacharbeiten	[Schichten]			4	4
<b>Auffahrungszeit</b>	<b>[Schichten]</b>	<b>18</b>	<b>107</b>	<b>30</b>	<b>154</b>
Fördereinrichtung (Netto)	[Schichten]				33
Reserve (+50%)	[Schichten]				17
<b>Gesamtbauzeit</b>	<b>[Schichten]</b>				<b>204</b>

Abbildung 37: Auffahrungs- und Gesamtbauzeiten des konventionellen Vortriebs. Die Senkrechtvariante I wurde getrennt dargestellt.

## 7 Variantenempfehlung

In diesem Kapitel wurde mit den für die SAAG essentiellen Entscheidungsfaktoren Kosten, Bauzeit und Personaleinsatz versucht, die bestmögliche Variante für das Projekt zu bestimmen. Zur Ermittlung dieser Faktoren wurden die bisherigen Daten und Ergebnisse in den folgenden Unterkapiteln 7.1 bis 7.4 verarbeitet. Durch Normierung der Faktoren wurden diese zu einem Ergebnis zusammengefügt und eine Variantenempfehlung in dem Unterkapitel 7.5 formuliert.

Mit der empfohlenen Variante wurde anschließend in dem Unterkapitel 7.6 eine dynamische Investitionsrechnung durchgeführt, um die Wirtschaftlichkeit des Förderschurfprojektes gegenüber der konventionellen Schachtförderung zu belegen.

Die angewandte farbliche Formatierung der folgenden Tabellen, die durch ein Spektrum von grün bis rot die Vorteilhaftigkeit der Varianten zueinander widerspiegelt, soll die markanten Ergebnisse hervorheben und dem besseren Verständnis dienen.

### 7.1 Kosten

Die Gesamtkosten und somit die Investitionssumme des Projektes wurden aus den einzelnen Kostensummen der Verfahrensvergleiche berechnet. Zunächst wurden aus den Auffahrungskosten und den Kosten für Fördereinrichtung und die dazu notwendigen Einrichtungen die Herstellungskosten der Varianten gemäß folgender Formel ermittelt:

$$\text{HERSTELLUNGSKOSTEN} = \text{Auffahrungskosten} + \text{Kosten für Einbauten}$$

Formel 2: Herstellungskosten

Die Gesamtkosten wurden schließlich entsprechend folgenden Formeln errechnet:



$$\begin{aligned}
 &\text{GESAMTKOSTEN B\&S} \\
 &= \text{Herstellungskosten} \\
 &+ \text{Bergeaufförderungskosten und Verteilkosten(KB Kauf)}
 \end{aligned}$$

Formel 3: Gesamtkosten des B&S-Vortriebs

$$\begin{aligned}
 &\text{GESAMTKOSTEN TSM} \\
 &= \text{Herstellungskosten} \\
 &+ \text{Bergeaufförderungskosten und Verteilkosten(KB – Kauf)} \\
 &- \text{Mietkosten für Kurzbänder}
 \end{aligned}$$

Formel 4: Gesamtkosten des TSM-Vortriebs

Die Ergebnisse der Berechnungen sind in folgender Tabelle aufgelistet und anhand von Diagrammen anschaulich dargestellt worden.

KOSTENZUSAMMENFASSUNG									
Variante	[Einheit]	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII
Neigung	[°]	0/90/0	40	32	26,5	25	22	20	18
Länge	[m]	36,5/28/8,5	46	55	64	68	77	84	93
Auffahrungskosten	B&S	€ 101.984	€ 74.881	€ 90.673	€ 89.846	€ 98.079	€ 109.084	€ 117.342	€ 131.089
	TSM				€ 102.808	€ 108.233	€ 118.088	€ 126.229	€ 137.921
Einbauten		€ 101.053	€ 143.205	€ 168.093	€ 98.937	€ 104.639	€ 115.395	€ 104.165	€ 113.833
Herstellungskosten	B&S	€ 203.038	€ 218.086	€ 258.765	€ 188.783	€ 202.718	€ 224.479	€ 221.507	€ 244.921
	TSM				€ 201.745	€ 212.872	€ 233.483	€ 230.394	€ 251.754
Abförder-/Verteilkosten		€ 46.063	€ 46.063	€ 46.063	€ 46.063	€ 46.063	€ 46.063	€ 46.063	€ 46.063
Gesamtkosten	B&S	€ 249.101	€ 264.149	€ 304.828	€ 234.846	€ 248.781	€ 270.542	€ 267.570	€ 290.984
	TSM				€ 236.995	€ 246.704	€ 265.678	€ 260.868	€ 278.733

Tabelle 39: Kostenzusammenfassung

Die Tabelle der Kostenzusammenfassung zeigt bezüglich Auffahrungskosten ein längenabhängiges Minimum bei Variante II für den B&S-Vortrieb und bei Variante IV für den TSM-Vortrieb. Das Minimum der Herstellungs- und Gesamtkosten findet sich bei Variante IV aufgrund längen- bzw. neigungsbedingten Faktoren wieder.

Bei der Darstellung der Herstellungskosten (siehe Abbildung 38) ist einerseits eine Kostenreduktion in Richtung kürzerer Schürfe, andererseits eine Kostensteigerung durch die neigungsbedingt komplexeren Fördereinrichtungen zu erkennen.

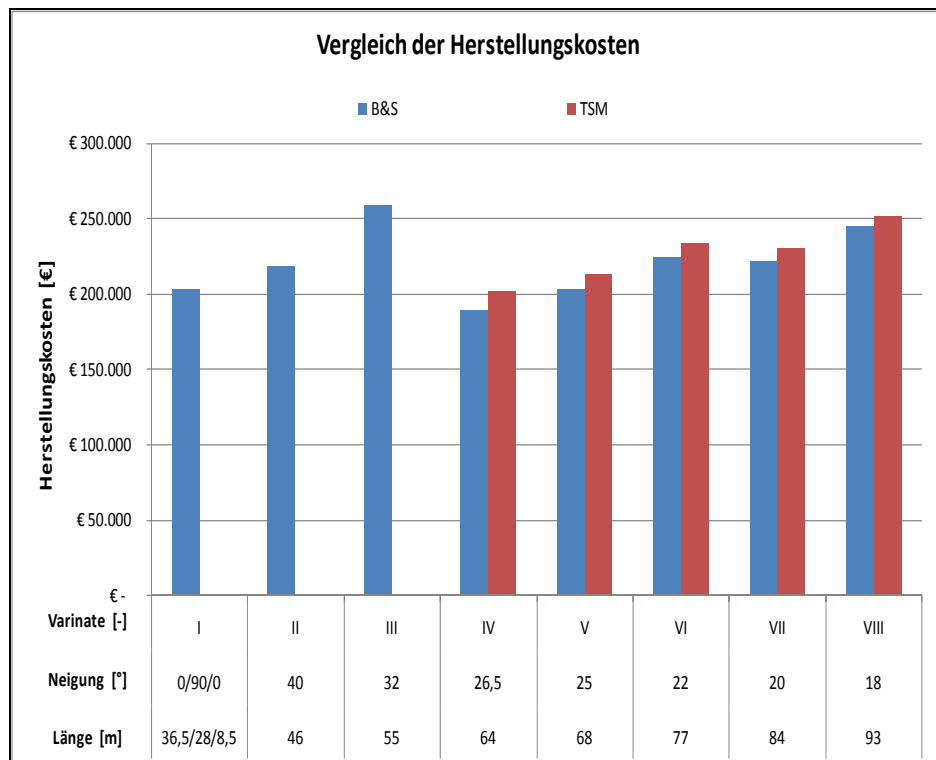


Abbildung 38: Vergleich der Herstellungskosten

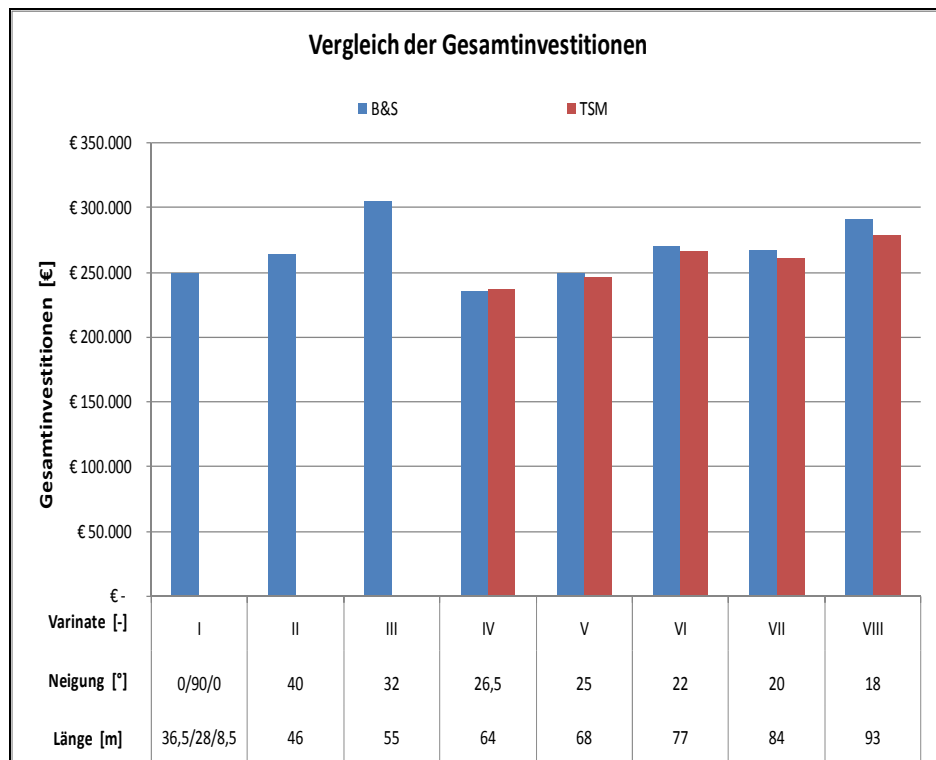


Abbildung 39: Gesamtinvestitionen

## 7.2 Bauzeit

In diesem Kapitel werden die Bauzeitermittlungen der B&S- bzw. TSM-Auffahrungen des Kapitels 6 gegenübergestellt. In Tabelle 40 wurden die Auffahrungszeiten, welche die Nettovortriebszeiten darstellen, und die Gesamtbauzeiten zusammengefasst. Die Gesamtbauzeiten sind als Bruttobauzeiten zu verstehen, da diese Zeiten Baustelleneinrichtung, Nacharbeiten und Montage der jeweiligen Fördereinrichtung beinhalten. In den Bruttobauzeiten wurden des Weiteren Zeitreserven von 50% zu den Vortriebszeiten und den Zeiten für die Montage der Fördereinrichtungen aufgeschlagen. Die Vortriebs- und Gesamtbauzeiten sinken hierbei in ähnlicher Weise wie die Kosten, aufgrund der bereits erwähnten Längenrelationen der Schürfe. Die TSM-Vortriebsdauer ist infolge einer 8-fach höheren Vortriebsleistung geringer als die des B&S-Vortriebs. Die geringste





Vortriebsdauer besitzt demnach der kürzeste mittels TSM-Vortrieb hergestellte Schurf der Variante IV.

BAUZEIT									
Variante	[Einheit]	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII
Neigung	[°]	0/90/0	40	32	26,5	25	22	20	18
Länge	[m]	36,5/28/8,5	46	55	64	68	77	84	93
B&S (Vortriebsdauer)	[Schichten]	96	92	112	128	140	156	168	188
TSM (Vortriebsdauer)	[Schichten]				29	31	35	38	42
Mehraufwand durch B&S	[%]				340%	350%	347%	340%	344%
B&S (Gesamtbauzeit)	[Schichten]	204	190	220	244	262	286	304	334
TSM (Gesamtbauzeit)	[Schichten]				105	108	114	119	125
Mehraufwand durch B&S	[%]				132%	142%	151%	156%	167%

Tabelle 40: Bauzeitzusammenfassung

Aus der Tabelle wird ersichtlich, dass der B&S-Vortrieb gegenüber dem TSM-Vortrieb eine längere Auffahrungsdauer von circa 350% benötigt. Dies bedeutet eine nahezu 3,5-fache Auffahrungsdauer. Der Vergleich der Gesamtbauzeiten der Vortriebsarten zeigt annähernd die gleiche Verhaltensweise wie das der Vortriebszeiten. Die Gesamtbauzeit beträgt für die Variante I mit konventionellem Vortrieb 204 Schichten, wodurch die Fertigstellung 1,03 Jahre bzw. 374 Kalendertage in Anspruch nehmen würde. Die Dauer vom Projektbeginn bis zur Inbetriebnahme der Gurtfördereinrichtung der Variante VIII würde zum Vergleich 1,68 Jahre bzw. 613 Kalendertage betragen. Die geringste Gesamtbauzeit weist Variante IV mit maschineller Auffahrung auf und bedarf 0,55 Kalenderjahre bzw. 198 Kalendertage zur Fertigstellung. Die Unterschiede der Gesamtbauzeiten sind in Abbildung 40 dargestellt.

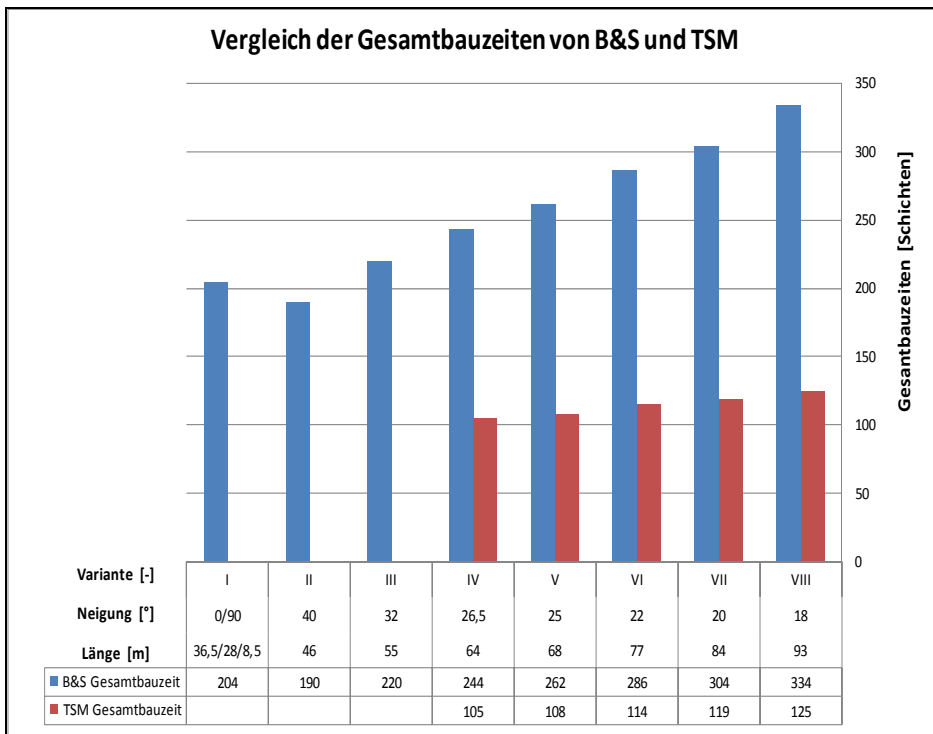


Abbildung 40: Vergleich der Gesamtbauzeiten von TSM- und B&S-Vortrieb

Aus Gründen der Übersichtlichkeit der Bauzeiten wurde ein Bauzeitplan ausgewählter Varianten erstellt. Dargestellt wurden die Varianten IV, VI und I, da die Varianten II und III bereits ausgeschieden wurden und folglich die Neigungsextrema und eine Variante dazwischen den besten Überblick der Bauzeiten verschaffen. Im Bauzeitplan (siehe Abbildung 41) wurden die Gesamtbauzeiten und Vortriebszeiten farblich hervorgehoben, um diese wiederum leichter mit den anderen Varianten vergleichen zu können.

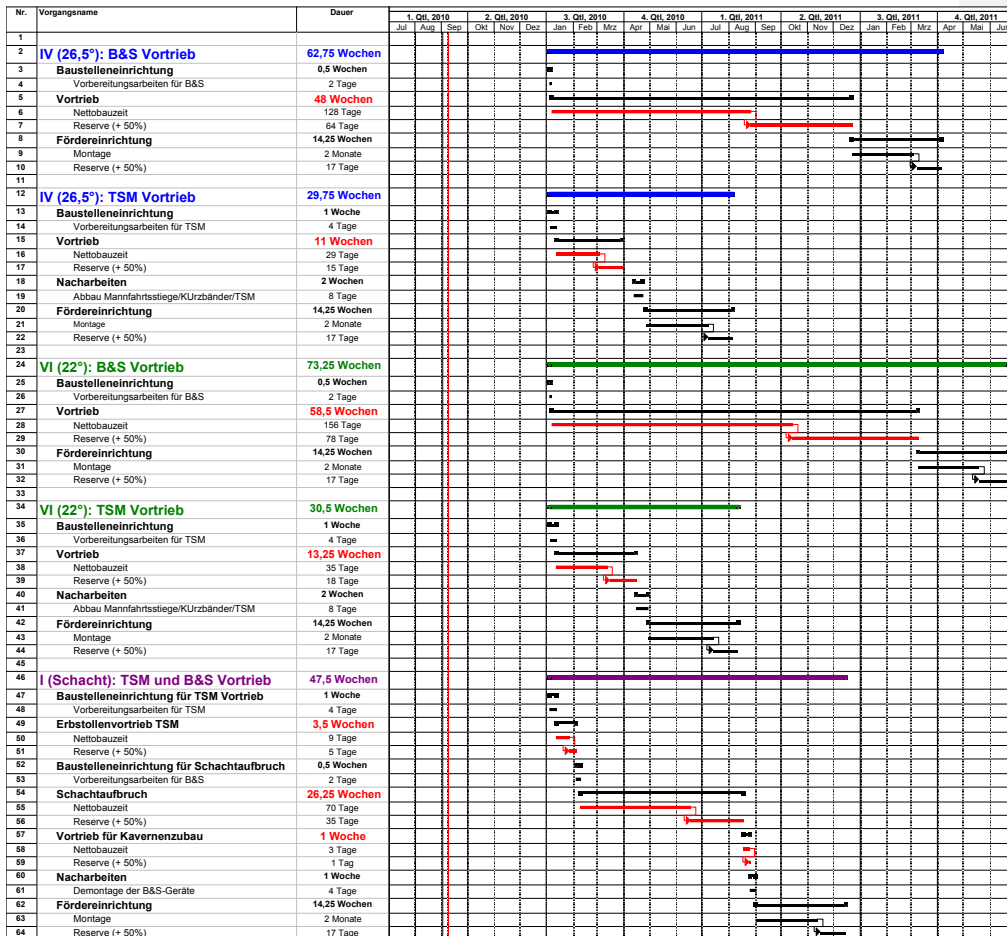


Abbildung 41: Bauzeitpläne ausgewählter Varianten

### 7.3 Personaleinsatz

Als drittes Entscheidungskriterium wurde der von der SAAG essentielle Personaleinsatz berechnet. Hierfür wurden die Mannschichten, die sich aus den Auffahrungszeiten multipliziert mit der Anzahl des dafür notwendigen Personals, errechnet. Unter Auffahrungszeiten sind die Bruttovortriebszeiten zu verstehen, welche die Zeiten für Vortriebsdauer, Baustelleneinrichtung und Nacharbeiten beinhalten. Die Reservezeiten und Zeiten für die Montage der Fördereinrichtung sind für diesen Faktor unerheblich und wurden nicht einkalkuliert. Die



Berechnung der Mannschichten ist in nachfolgender Tabelle zusammengefasst.

PERSONALEINSATZ									
Variante	[Einheit]	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII
Neigung	[°]	0/90/0	40	32	26,5	25	22	20	18
Länge	[m]	36,5/28/8,5	46	55	64	68	77	84	93
Mannschichten (B&S)	[MS]	291	188	228	260	284	316	340	380
Mannschichten (TSM)	[MS]				205	215	235	250	270

Tabelle 41: Zusammenfassung des Personaleinsatzes

Die farbliche Formatierung, die von grün bis rot die Vorteilhaftigkeit der Varianten zueinander widerspiegelt, weist abermals auf einen vorteilhafteren Personaleinsatz der Varianten mit kurzer Auffahrungslänge hin. Ebenso die Schachtvariante I mit einer Gesamtlänge von 73 m und 291 Mannschichten folgt diesem Trend, da sich diese zwischen den Varianten V und VI mit den Schurflängen von 68 bzw. 77 m einordnen lässt.

## 7.4 Normierung zur Zusammenführung der Teilfaktoren

Um die Teilfaktoren Kosten, Bauzeit und Personaleinsatz zu einem Parameter zu vereinheitlichen, wurden diese normiert und in Prozent dargelegt. Die Normierung der Faktoren erfolgte für jedes Teilergebnis am jeweils ungünstigsten Teilergebnis. Eine Gewichtung der Faktoren wurde nicht vorgenommen, da die einzelnen Parameter von der Betriebsführung als gleichwertig angenommen werden. Die normierten Faktoren wurden schließlich summiert und in Tabelle 42 zusammengefasst.

Die einzelnen Faktoren jeder Vortriebsart wurden zur Überschaubarkeit der Daten als Teilfaktoren und in Summe dargestellt. Die farbliche Formatierung der Tabelle dient wiederum zur einfacheren Wahrnehmbarkeit der günstigsten Varianten.



ZUSAMMENFÜHRUNG DER TEILFAKTOREN									
Variante	[Einheit]	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII
Neigung	[°]	0/90/0	40	32	26,5	25	22	20	18
Länge	[m]	36,5/28/8,5	46	55	64	68	77	84	93
B&S Kosten (normiert)	[%]	82%	87%	100%	77%	82%	89%	88%	95%
TSM Kosten (normiert)	[%]				78%	81%	87%	86%	91%
B&S Bauzeit (normiert)	[%]	61%	57%	66%	73%	78%	86%	91%	100%
TSM Bauzeit (normiert)	[%]				32%	32%	34%	36%	37%
B&S Personaleinsatz (normiert)	[%]	77%	49%	60%	68%	75%	83%	89%	100%
TSM Personaleinsatz (normiert)	[%]				54%	57%	62%	66%	71%
<b>Summe (B&amp;S)</b>	[%]	<b>219%</b>	<b>193%</b>	<b>226%</b>	<b>218%</b>	<b>235%</b>	<b>258%</b>	<b>268%</b>	<b>295%</b>
<b>Summe (TSM)</b>	[%]				<b>163%</b>	<b>170%</b>	<b>183%</b>	<b>187%</b>	<b>200%</b>
Normierte Summe (B&S)	[%]	74%	65%	76%	74%	79%	87%	91%	100%
Normierte Summe (TSM)	[%]				55%	58%	62%	63%	68%

Tabelle 42: Ergebnisse der Normierung und Zusammenführung der Faktoren

## 7.5 Ergebnis und Variantenempfehlung

In diesem Unterkapitel werden die Teilfaktoren und deren Summen in Diagrammen dargestellt, interpretiert und im Anschluss eine Variantenempfehlung formuliert.

Für die Übersichtlichkeit der folgenden Darstellung der Teilfaktoren wurden die Faktoren farblich und die Vortriebsarten mit spezifischen Markierungselementen gekennzeichnet. Zusätzlich wurden die einzelnen Teilfaktoren durch eine farbliche Abstufung getrennt, die aus hell für B&S-Vortrieb und dunkel für TSM-Vortrieb besteht.

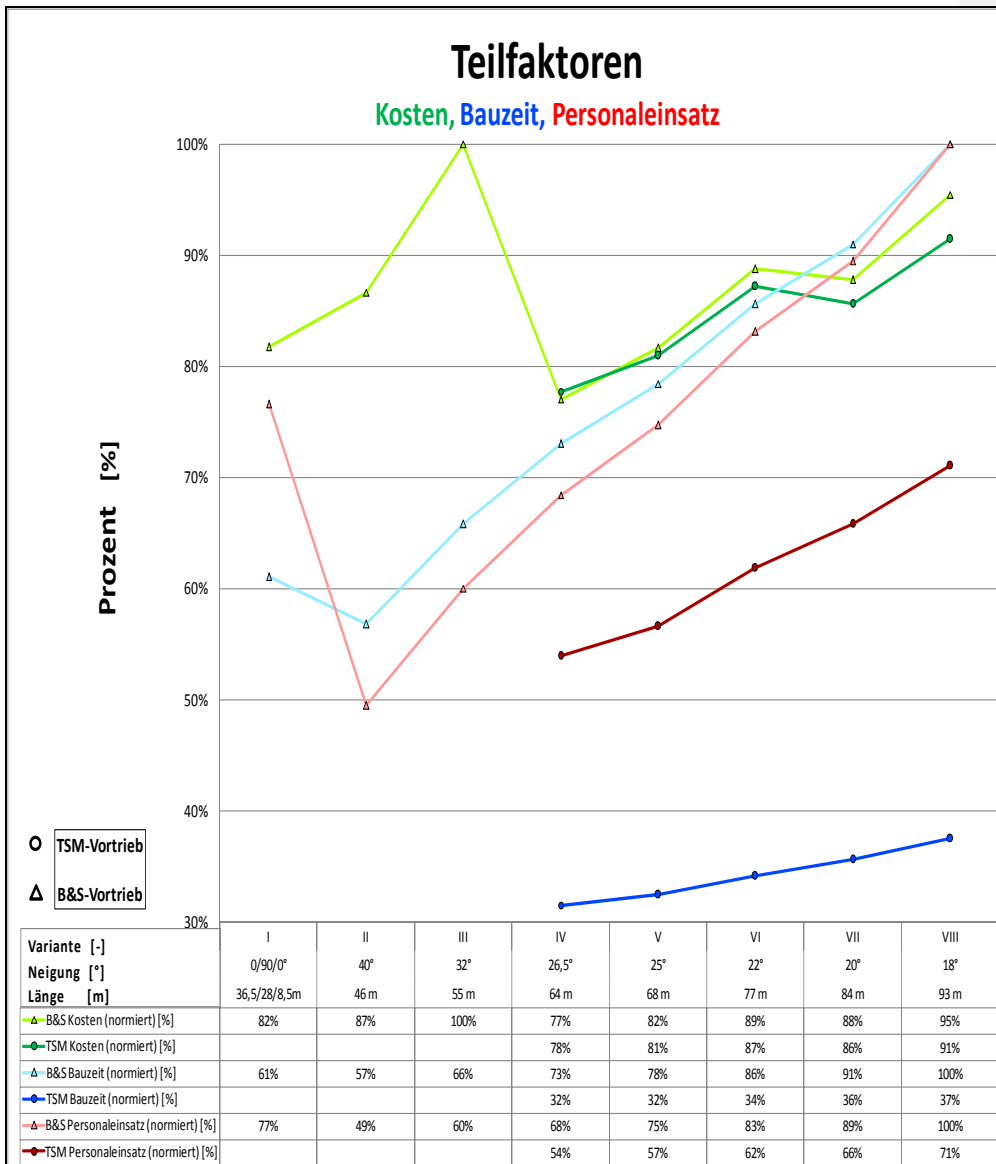


Abbildung 42: Darstellung der Teilfaktoren

Die Darstellung der Teilfaktoren des konventionellen Vortriebs veranschaulicht deutlich den Trend der Vorteilhaftigkeit der kürzeren Schürfe. Der Kostenfaktor bestätigt die in Kapitel 7.1 ermittelten Ergebnisse und weist Funktionssprünge bei neigungsbedingt komplexeren Anlagen auf. Auffallend sind hierbei die hohen Kosten der Varianten II und III, aufgrund der Kosten der



Wellenkantförderanlagen. Das Kostenminimum der beiden Vortriebsarten findet sich in Variante IV mit konventionellem Vortrieb wieder. Die beiden zeitabhängigen Faktoren Bauzeit und Personaleinsatz spiegeln ebenfalls den eingangs erwähnten Trend der Längenrelation der Schürfe wider. Da die Varianten nach Neigungen eingeteilt sind, stellt die Schachtvariante für alle Parameter die Ausnahme dar, wodurch sich markante Sprünge ergeben. Betrachtet man jedoch die Gesamtlänge der Variante I von 73 m, so fügt sich diese ebenfalls dem Längentrend und findet sich daher zwischen den Varianten V und VI mit 68 bzw. 77 m wieder.

Die Darstellung der Teilfaktoren des maschinellen Vortriebs stellen infolge der Längenabhängigkeit der Faktoren wiederum die günstigsten Varianten bei den kurzen Schürfen dar. Hervorzuheben sind wie bereits in den Kapiteln 7.2 und 7.3 erwähnt, die zeitabhängigen Parameter Bauzeit und Personaleinsatz, da diese gegenüber den B&S-Vortriebsvarianten deutlich niedrigere Werte aufweisen.

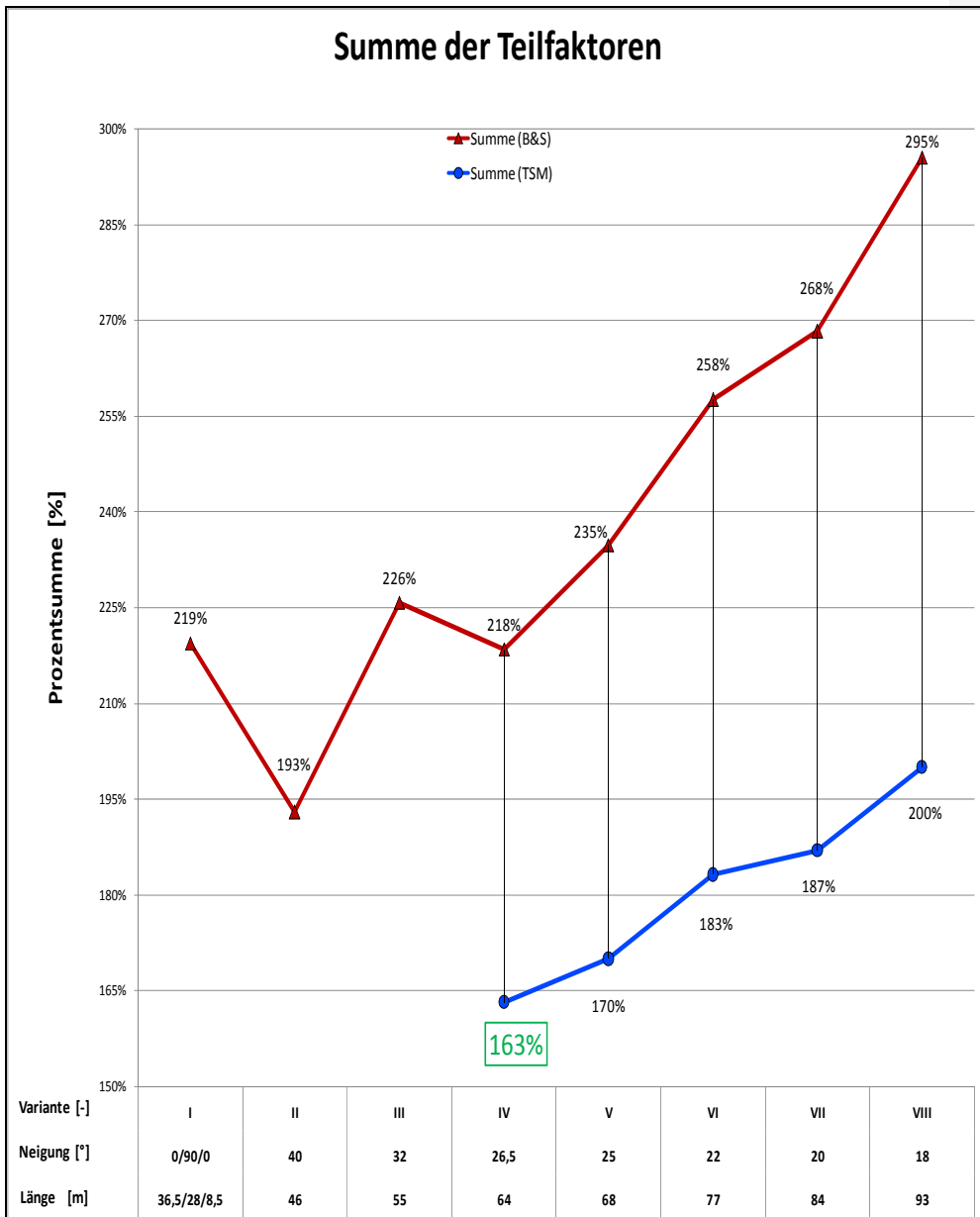


Abbildung 43: Zusammenführung der Teilfaktoren für die Empfehlung

In der Summendarstellung der Teilfaktoren ist deutlich eine Vorteilhaftigkeit der Varianten, die mittels TSM aufgefahen werden, zu erkennen. Die bereits erwähnte Abhängigkeit der Schürfe in Bezug auf die Länge spiegelt sich in der Addition der Teilfaktoren noch prägnanter wider als bei der



gesonderten Darstellung der Teilfaktoren. Die ungünstigste Variante verkörpert somit Variante VIII mit einer Länge von 93 m. Diese erreichte bei B&S-Vortrieb sogar fast den Summenmaximalwert der Teilfaktoren von 300%.

Im Vergleich der Vortriebsarten stellt sich eine Vorteilhaftigkeit der TSM-Varianten von 25 – 33% gegenüber der B&S-Varianten heraus.

## **EMPFEHLUNG**

**Den geringsten Summenwert der Teilfaktoren von 163% besitzt Variante IV mit maschinellm Vortrieb und wird daher vom Autor als Empfehlung bekanntgegeben:**

**Die Förderstrecke der Variante IV mit einer Neigung von 26,5° und einer Länge von 64 m sollte zwischen dem Altausseer Erbstollen und der aufgelassenen Laugkaverne A-1 mit maschinellm Vortrieb hergestellt werden.**

**Für den TSM-Vortrieb bei 26,5° muss diese mit einer kontinuierlichen Abspannung mit dem Gebirge aufrüstet werden. Als Aufrüstung werden zwei auf der Sohle verankerte Vorschubzylinder vorgeschlagen, die Kosten von circa 30.000 € verursachen.**

**Als Einrichtung für den Bergeabtransport während der Schurfherstellung sollten Kurzförderbänder zugekauft werden, da diese auch für die anschließende Verteilung der Berge in der Kaverne während der Erbstollenerweiterung eingesetzt werden können. Die Kosten für den Kauf von 10 Förderbändern mit einer Länge von 6 m belaufen sich auf etwa 46.000 €.**

**Für den Bergetransport in die Kaverne wird ein Bandförderer mit profiliertem Gurt vorgeschlagen. Die Kosten für die Fördereinrichtung inklusive aller Nebenaggregate und Aufgabereinrichtung sind mit etwa**



**100.000 € veranschlagt.**

**Die Gesamtkosten sind im Vergleich der beiden Vortriebsarten maschinell bzw. konventionell nahezu identisch und betragen in etwa 235.000 €. Der TSM-Vortrieb weist gegenüber dem konventionellen Vortrieb vorrangig geringere Bauzeit und Personaleinsatz auf, weshalb ein TSM-Vortrieb als günstiger bewertet wird. Die Bauzeit der gewählten Variante beträgt 105 Schichten, was einen Personaleinsatz von 205 Mannschichten verursacht.**

**Die technische Machbarkeit des Schurfes mit 26,5° ist generell gewährleistet.**

In der folgenden Tabelle 43 sind die gesammelten Ergebnisse in kompakter Form zusammengefasst. Die Tabelle verschafft dadurch einen Überblick der gesammelten Daten und dient der Nachvollziehbarkeit für die Empfehlungsfindung.

Tabelle 43: Zusammenfassung (TSM\*: In den Herstellungskosten der Infrastruktur mit TSM sind die Aufrüstungskosten von 29.105 € inkludiert.)



Variante	Neigung/Länge	Verfahrensvergleich I		Verfahrensvergleich II		Verfahrensvergleich III		Verfahrensvergleich IV			Verfahrensvergleich V		
		Herstellung der Infrastruktur		Bergeabförderung während Auffahrung		Aufrüstung der TSM		Einbauten (Fördereinrichtung, Bunker, Abzugseinrichtung)			Bergeverteilung in A-1		
		Ergebnis I	Kosten	Ergebnis II	Nutzwert	Ergebnis III	Kosten	Ergebnis IV	Nutzwert	Kosten	Ergebnis V	Nutzwert	
I	0-90-0°/36,5-28-8,5m	TSM & B&S	€ 101.984	Wurfschaufellader		Keine Aufrüstung möglich		Becherwerk	351	€ 101.053	Schleuderband	213	
								Pocket Lift	321		Schrapper	278	
II	40°/ 46 m	B&S	€ 74.881	Seilwinde/Hunte	121	Keine Aufrüstung möglich		Wellenkantgurt	292	€ 143.205	Haldenband	302	
				Vibrorinne	183						Kurzband	332	
III	32°/ 55 m	B&S	€ 90.673	Kurzband	250	Keine Aufrüstung möglich		Förderband- profilierter Gurt	424	€ 168.093	Entscheidung V		
				Schrapper	198						Kurzband		
IV	26,5°/ 64 m	B&S	€ 89.846	Entscheidung II		2 Vorschubzylinder mit Sohle verankert Kontinuierliche Abspannung		Förderband- glatter Gurt	417	€ 98.937	€ 46.063	Kosten	
		TSM*	€ 102.808									€ 29.105	
V	25°/ 68 m	B&S	€ 98.082	B&S →	Schrapper	2 Vorschubzylinder und 1 Verspannungszylinder mit Ulme verspannt		Förderband- glatter Gurt	417	€ 104.639			
		TSM*	€ 108.580	TSM → Kurzband									
VI	22°/ 77 m	B&S	€ 109.082	TSM → Kurzband		Diskontinuierliche Abspannung		Förderband- glatter Gurt	417	€ 115.395			
		TSM*	€ 117.864										
VII	20°/ 84 m	B&S	€ 117.342	TSM → Kurzband		Diskontinuierliche Abspannung		Förderband- glatter Gurt	417	€ 104.165			
		TSM*	€ 126.204										
VIII	18°/ 93 m	B&S	€ 131.089	TSM → Kurzband		Diskontinuierliche Abspannung		Förderband- glatter Gurt	417	€ 113.833			
		TSM*	€ 138.004										€ 66.610
Variante	Neigung/Länge	Auffahrungsart	Gesamtkosten	Gesamtbauzeit	Personaleinsatz	Gesamtkosten (normiert)	Gesamtbauzeit (normiert)	Personaleinsatz (normiert)	Summe				
			[€]	[Schichten]	[MS]	[%]	[%]	[%]	[%]				
I	0-90-0°/36,5-28-8,5m	TSM & B&S	€ 249.101	204	291	82%	61%	77%	219%				
II	40°/ 46 m	B&S	€ 264.149	190	188	87%	57%	49%	193%				
III	32°/ 55 m	B&S	€ 304.828	220	228	100%	66%	60%	226%				
IV	26,5°/ 64 m	B&S	€ 234.846	244	260	77%	73%	68%	218%				
		TSM*	€ 236.995	105	205	78%	32%	54%	163%				
V	25°/ 68 m	B&S	€ 248.784	262	284	82%	78%	75%	235%				
		TSM*	€ 247.051	108	215	81%	32%	57%	170%				
VI	22°/ 77 m	B&S	€ 270.540	286	316	89%	86%	83%	258%				
		TSM*	€ 265.455	114	235	87%	34%	62%	183%				
VII	20°/ 84 m	B&S	€ 267.570	304	340	88%	91%	89%	268%				
		TSM*	€ 260.843	119	250	86%	36%	66%	187%				
VIII	18°/ 93 m	B&S	€ 290.985	334	380	95%	100%	100%	295%				
		TSM*	€ 278.816	125	270	91%	37%	71%	200%				

## 7.6 Investitionsrechnung

Im Folgenden wird die aufgrund der Teilfaktoren Kosten, Bauzeit und Personaleinsatz günstigste Variante IV in einer dynamischen Investitionsrechnung untersucht. Die Investitionsrechnung soll die Wirtschaftlichkeit des Projektes gegenüber der Alternative Schachtförderung prüfen.

### 7.6.1 Nachweis der Wirtschaftlichkeit der Schurfförderung gegenüber der Schachtförderung

Durch eine Schurfförderung des anfallenden Haufwerks während der Erbstollenerweiterung kann gegenüber einer Schachtförderung Personal eingespart werden. Die Personalkostenersparnis beträgt durch den Wegfall der Anschläger und Förderer im Androschhorizont 4 Arbeiter pro Schicht.

Personal während Erbstollenvortrieb		
Art der Förderung	Schachtförderung	Schurfförderung
Tätigkeit	Anzahl Arbeiter	
TSM Fahrer	1	1
TSM Helfer	1	1
Förderung Erbstollen	2	2
Anschläger	2	0
Förderung Androschhorizont	2	0
<b>Summe</b>	<b>8</b>	<b>4</b>

Tabelle 44: Gegenüberstellung des benötigten Personals für Schacht- bzw. Schurfförderung

Aufgrund einer jährlichen Erweiterung von 150 m und einer Erweiterungslänge von 1.492 m ergibt sich eine geplante Erweiterungsdauer von 10 Jahren. Unter Annahme einer Vortriebsleistung der TSM von 4 m/Schicht werden jährlich 37,5 Schichten (gerundet 40 Schichten) für die Erbstollenerweiterung benötigt. Aus dem Einheitspreis für eine Mannstunde nach dem gültigen Verrechnungssatz

von 32 €/Mh, der Vortriebsdauer und unter Annahme einer 10-Stunden-Schicht, wurde eine Personalkostensparnis von 51.200 €/Jahr ermittelt.

### **7.6.2 Dynamische Investitionsrechnung der B&S-Vortriebsvariante mit 26.5°**

Zum Nachweis der Wirtschaftlichkeit der Schurfförderung wurde die empfohlene Variante IV mit einer Investitionssumme von 201.745 € gewählt und eine dynamische Investitionsrechnung vorgenommen. Die Investitionssumme setzt sich aus den TSM-Auffahrungskosten und den Kosten für die Fördereinrichtung mit profiliertem Gurt zusammen. Die Kosten der Kurzbänder für die Verteilung des Haufwerkes in der Kaverne wurden nicht berücksichtigt, da diese Kosten auch bei der Schachtförderung anfallen würden. Der Kalkulationszinssatz wurde von der SAAG mit 7%, die Lohnkostenerhöhung mit 3,6% vorgegeben. Als Einnahmen wurde die jährliche Personalkostensparnis aufgrund der Schurfförderung von 51.200 €/Jahr herangezogen. Die Ausgaben der Schacht- bzw. Schurfförderung wurden als identisch angenommen, da die Energie-, Betriebsmittel- und Instandhaltungskosten der Schachtförderung schwierig zu ermitteln sind. Der kumulierte Barwert der Einnahmen übersteigt bereits nach 4,46 Jahren den Investitionsaufwand. Die grafische Darstellung der Investitionsrechnung ist nachfolgend verbildlicht und findet sich Anhang mit der detaillierten Berechnung wieder.

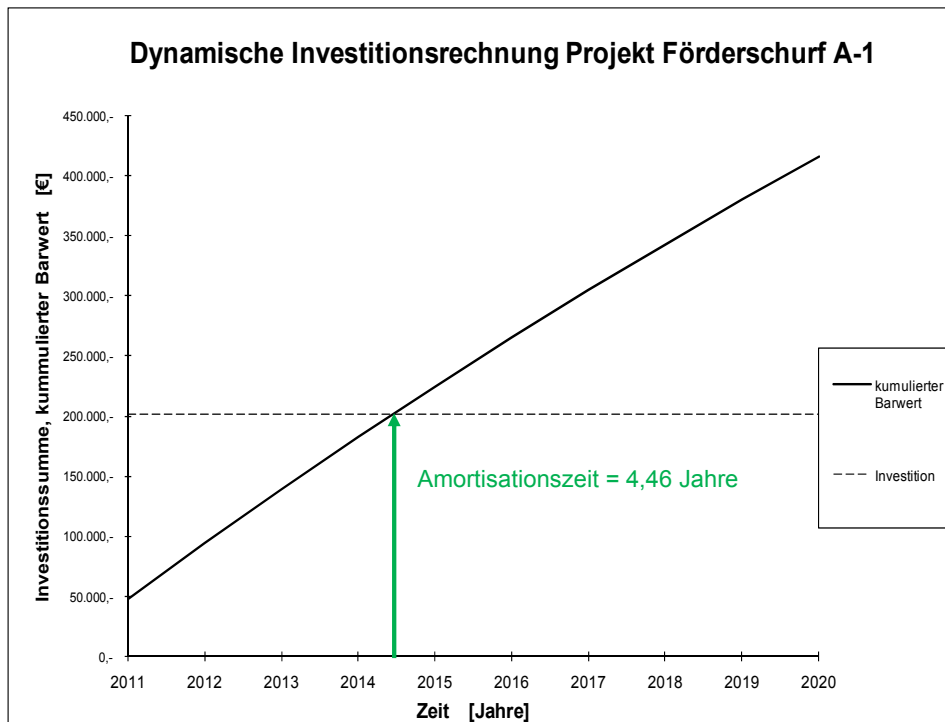


Abbildung 44: Dynamische Investitionsrechnung des Projektes A-1

**Das Förderstreckenprojekt wird als wirtschaftlich vorteilhaft gegenüber der Alternative Schachtförderung betrachtet.**

## 8 Weitere Vorschläge zur Personaleinsparung durch Modernisierung der Gleisförderung

### 8.1 Allgemein

Für die Versatzbergförderung bei der Erweiterung des Erbstollens kommen gegenwärtig Gleis- oder Bandförderung in Betracht. Die Wahl des Fördersystems ist im Bergwerk Altaussee stark vom Zuschnitt des Grubengebäudes, den Querschnitten der Förderwege und der Lage der Versatzkavernen abhängig. Durch relativ große Entfernungen, kurvenreiche Strecken und geringeres Investitionsvolumen ist die altbewährte Methode der gleisgebundenen Huntförderung einer Bandförderung vorzuziehen. Demzufolge sind für den Loktransport des Haufwerks vom TSM-Vortrieb bis zur Übergabe auf die Fördereinrichtung zwei Arbeiter notwendig, ein Lokfahrer und ein Kuppler.

Ein Auszug aus der Betriebsvorschrift für die Lokförderung beim Salzbergbau Altaussee zeigt folgende Aufgaben des Kupplers auf:

- Hunte an- und abkoppeln
- Weichen und Sperrbalken stellen
- Zusätzlich zum Lokführer die Strecke und den Wagenzug während der Fahrt im Auge behalten
- Im Notfall die Bremse betätigen

Im Zuge der im Salzbergbau Altaussee beabsichtigten Erbstollenerweiterung wird folgend eine Verbesserung der bestehenden Gleisförderverhältnisse diskutiert. Durch das nachfolgend vorgestellte System eines Einseitenzwangkippers könnte die Funktion des Kupplers wegfallen und somit Personalkosten eingespart werden.

Die Weichen und Sperrbalken könnten vom Lokführer fernbedient werden, was oftmaliges Anhalten und Anfahren zugunsten höherer Förderkapazitäten verhindert. Bei der geplanten Erbstollenerweiterung stehen zudem neu aufgefahrne Strecken mit einem Mindestquerschnitt von  $5,76 \text{ m}^2$  als Förderweg zur Verfügung, wodurch dem Lokführer eine gute Übersicht

ermöglicht wird. Weitere sicherheitstechnische Vorkehrungen im Falle von unübersichtlichen Streckenteilen und Kreuzungen wären das Anbringen von Verkehrsspiegeln, Lichtzeichen (Ampeln) und Videokameras.

Durch geeignete Gestaltung der Übergaben wäre technisch auch ein mannloser Betrieb möglich. Dies wird jedoch in dieser Arbeit nicht näher behandelt, da die Kosten hierfür zu erheblich erscheinen.

## 8.2 Einseitenzwangskipper

Seitentleerer oder Bodentleerer gelten als besonders leistungsfähige selbstständig entleerende Förderwagen und haben sich in der Industrie als bewährte Technologie erwiesen. In Kombination mit einer stationären Fördereinrichtung sind selbstentleerende Wagen vorteilhaft, da der Inhalt der Wagen direkt auf einen stationären Bunker aufgegeben werden kann.

### 8.2.1 Seitentleerer (Granby Wagen)

Als Empfehlung ist an dieser Stelle der sogenannte Granby-Wagen [22] angeführt, der als Seitentleerer arbeitet. Dieser verfügt über einen nach einer Seite kippbaren, mit dem Untergestell durch Bolzen und Lager verbundenen Kasten. Der Kippvorgang bei diesem Wagen ist immer ein dem Kasten aufgezwungener, d.h. die Kräfte zum Hochdrücken des Kastens bis in seine endgültige Entladeposition müssen durch bauseitig installierte Hilfsmittel erzeugt werden. Ein bewährtes System stellt die Entleerung während der Vorbeifahrt des Zuges an einer Kippvorrichtung dar. Dabei fährt der am Wagenkasten drehbar gelagerte Kipphebel mit seiner Kipprolle über die Kipprampe und hebt den Wagen an. Die bewegliche Seitenwand wird durch den am Kasten befestigten Hebel automatisch hochgezogen und gibt auf die gesamte Kastenlänge die Seite zum Ausrutschen des Ladegutes frei.

Beim Ablaufen von der Bühne wird die Kipprolle durch das Rückstellmoment des Kastens und der Klappe auf den ablaufenden Teil der Kippbühne gedrückt, wodurch ein langsames Senken des Kastens und Schließen der Klappe erreicht wird. Die Kipprolle wird nach dem Entladen durch eine Feder



zurückgeholt, damit sie beim Zurückfahren den Kippvorgang nicht noch einmal wiederholt und damit die Rolle nicht über die Kastenbreite hinausragt. Der größte Vorteil bei der Verwendung von Kippbühnen bei Granby-Wagen besteht in der Einsparung von Bedienungspersonal beim Entleeren sowie in der kurzen Entladezeit, die sich durch die kontinuierliche Entleerung der Wagen ergibt. Da der Kippvorgang während des Fahrens stattfindet, und zwar bei einer Geschwindigkeit von 4-5 km/h, kann ein Teil der kinetischen Energie des fahrenden Zuges zum Kippen verwendet werden. Die von der Lok zusätzlich aufzubringende Kraft ist verhältnismäßig gering.

Den Vorteilen, die sich durch die Verwendung von Kippbrücken beim Entladevorgang bezüglich Einsparung von Hilfseinrichtungen sowie Personal und Zeit ergeben, stehen Nachteile der teilweise aufwändigen Öffnungs- und Schließmechanismen der Förderwagen gegenüber. Da der Granby-Wagen aus diesen getrennten Baugruppen besteht, ist auch mit einem höheren Wartungs- und Instandsetzungsaufwand zu rechnen.

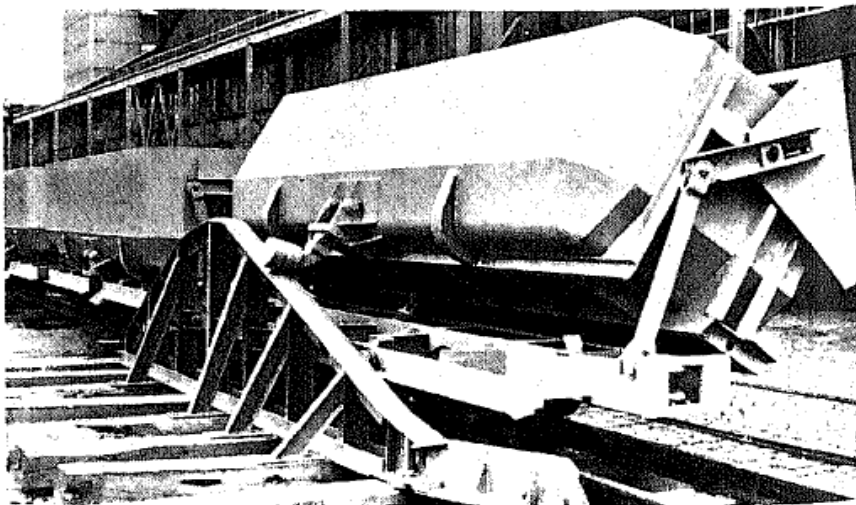


Abbildung 45: Kippeinrichtung eines Seitenentleeres [22]

Ein weiterer für stationäre Entladestellen bevorzugter Wagen ist der Bodenentleerer.

Hierbei kann wiederum der Wagen im Zugverband die Entladestation durchfahren und entladen werden. Ein zusätzlicher Vorteil ist, dass die Wagen auch im Fahren beladen werden können, da sich deren Stirnwände überlappen.

In der über dem Bunker angeordneten Entladestelle ist das Gleis unterbrochen, der Wagenkasten, der mit speziellen Führungsprofilen ausgestattet ist, wird an der Längsseite von horizontalen Rollenbahnen getragen. Gleichzeitig klappt der Wagenboden mit dem gesamten Untergestell längs oder seitlich weg, sodass das Fördergut in den Bunker ausfließen kann. Eine in der Entladestelle angebrachte Führungskurve, auf der eine am Untergestell gelagerte Rolle läuft, steuert das Öffnen und Schließen des Wagenbodens.

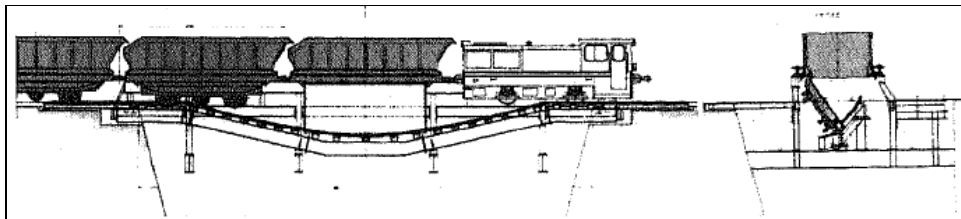


Abbildung 46: Kippeinrichtung eines Bodenentleerers [22]



## Verzeichnisse

### Literatur

- [1] Schaubberger O.: Die Geologie der alpinen Salzlagerstätten im Allgemeinen und des Ausseer Salzberges im Besonderen. Montan Rundschau 1958, Heft 5
- [2] Häupl M.: „Untersuchung über mögliche Lösungsansätze zur Leistungssteigerung im diskontinuierlichen Sprengvortrieb im Rahmen einer Schichtzeiterhöhung von 8 auf 9,5 bzw. 10 Stunden.“, Bergmännische Meldearbeit am Institut für Bergbaukunde der Montanuniversität Leoben. Leoben 1999.
- [3] Zusätzliche innerbetriebliche Unterlagen:
- Gedingebücher
  - Vermessungsunterlagen
  - Geologische Gutachten
  - TSM-Berichte
- [4] Reichenvater G.: Mündliche Mitteilungen, Salinen Austria AG, Altaussee.
- [5] Fischer L.: Mündliche Mitteilungen, Salinen Austria AG, Altaussee.
- [6] Thomanek K.: „Untersuchungen über die Möglichkeiten zur Rationalisierung der Solegewinnung im alpinen Salzbergbau unter besonderer Berücksichtigung des Bergbaues Altaussee.“, Dissertation am Institut für Bergbaukunde der Montanuniversität Leoben. Leoben 1967.
- [7] Kürzl. H.: „Betriebsstudien und Rationalisierungsvorschläge bei der Steinsalzgewinnung im Salzbergwerk Altaussee“, Bergmännische Meldearbeit am Institut für Bergbaukunde der Montanuniversität Leoben. Leoben 1979.



- [8] Proisl M.: „Planung der Aus- und Vorrichtung westlich des Zentralschachtes und unterhalb des Erbstollenhorizontes des Salzbergbaues Altaussee“, Diplomarbeit am Institut für Bergbaukunde der Montanuniversität Leoben. Leoben 2003.
- [9] Feder G.: Gutachten über die Standsicherheit der Pfeiler und Schweben der Bohrlochwerker des Salzbergbaus Bad Ischl. Leoben 1995.
- [10] Golser J.: „Zwischenbericht zum Gebirgsmechanischen Dimensionierungsmodell“, Gutachten vom Institut für Geomechanik, Tunnelbau und konstruktiven Tiefbau an der Montanuniversität Leoben, 1998.
- [11] Wallner F.: Mündliche Mitteilungen, Salinen Austria AG, Altaussee.
- [12] Klade M.: Mündliche Mitteilungen, Salinen Austria AG, Altaussee.
- [13] DOUBRAVA G.m.b.H. & Co.KG. (Affnang-Puchheim), Mündliche Mitteilungen, Angebote, Skizzen;
- [14] Studienunterlagen: Zentrum Geotechnik, Lehrstuhl und Prüfamts für Grundbau, Bodenmechanik, Felsmechanik und Tunnelbau. Online im WWW unter URL: [www.gb.bv.tum.de/index.htm](http://www.gb.bv.tum.de/index.htm). Diagrammursprung: Sprengtechnik im Bergbau, Tunnel- und Stollenbau; WILD, H. W., Essen, 1984.
- [15] SANDVIK Mining and Construction G.m.b.H., Mündliche Mitteilungen, Angebote, Skizzen;
- [16] Bacher H.J.: „Technische Optimierung eines POCKETLIFT<sup>®</sup>“, Diplomarbeit am Institut für Fördertechnik und Konstruktionslehre der Montanuniversität Leoben. Leoben 2000.
- [17] Vertikalförderung von Schüttgütern, aus Heft 5/98; Online im WWW unter URL: [www.steine-und-erden.net](http://www.steine-und-erden.net)



- [18] Kliner M.: „Ein Förderzyklus beim Streckennachschnneiden mit einer Teilschnittmaschine auf dem Salzbergwerk Altaussee“, Bergmännische Meldearbeit am Institut für Bergbaukunde der Montanuniversität Leoben. Leoben 1992.
- [19] Studienunterlagen: RWTH, Fördertechnik und Logistik in Rohstoff- und Entsorgungstechnik, von Prof. Dr.-Ing. Paul Burgwinkel
- [20] CONTITECH, Fördergurte Berechnungen, 3. überarbeitete Auflage 1990.
- [21] Reuther: Lehrbuch der Bergbaukunde, Erster Band, 11. Auflage, Verlag Glückauf GmbH, Essen 1989.
- [22] Gleisförderung im Tunnelbau (Teil 2), aus BMT 11/12 1986 von DI H. Schlick, Online im WWW unter URL: [www.baumaschinen.de](http://www.baumaschinen.de)

## 5.3 Tabellen

Tabelle 1: Zusammenfassung (TSM*: In den Herstellungskosten der Infrastruktur mit TSM sind die Aufrüstungskosten von 29.105 € inkludiert.)	5
Tabelle 2: Charakteristische Gebirgskennwerte für "normales Haselgebirge".	12
Tabelle 3: Schematische Darstellung aller Streckenvarianten im Aufriss.....	27
Tabelle 4: Ermittlung des anfallenden Haufwerksvolumens.....	29
Tabelle 5: Ermittlung des Fassungsvermögens der Kaverne A-1 .....	30
Tabelle 6: Gewichtungsfaktoren für die Nutzwertanalyse .....	34
Tabelle 7: Erfüllungsgrad für Bewertung der technischen Anlagen.....	34
Tabelle 8: Erläuterung der Nutzwerttabelle .....	35
Tabelle 9: Zusätzliche Personalkosten durch den Schrapperbetrieb .....	40
Tabelle 10: Nutzwertanalyse der Varianten für die Abförderung aus der Förderstrecke .....	45
Tabelle 11: Ergebnis des Verfahrensvergleiches I.....	46
Tabelle 12: Kosten für die Bergeabförderung während der maschinellen Schurfherstellung mittels Kurzbändern und Kosten der Mietvarianten .....	47
Tabelle 13: Kosten für die Bergeabförderung während der konventionellen Schurfauffahrung mittels Schrapper .....	48
Tabelle 14: Ermittlung der Vortriebsleistung für einen geneigten TSM-Vortrieb	51
Tabelle 15: Kostenzusammenfassung des TSM-Vortriebs .....	52
Tabelle 16: Personalbelegung bei horizontalem TSM-Vortrieb .....	54
Tabelle 17: Personaleinsatz für TSM Auffahrung .....	55

Formatiert: Nummerierung und Aufzählungszeichen



Tabelle 18: Ermittlung der mittleren TSM-Einsatzdauer (Daten aus TSM Bericht 2006) .....	56
Tabelle 19: Ermittlung der spezifischen Energiekosten der TSM .....	56
Tabelle 20: Ermittlung der spezifischen Energiekosten der Kurzbänder .....	57
Tabelle 21: Sprengstoffdaten [3] .....	65
Tabelle 22: Ermittlung des spezifischen Sprengstoffverbrauches aus den Lademengen je Bohrloch bzw. Abschlag .....	65
Tabelle 23: Zünderdaten .....	66
Tabelle 24: Ermittlung der Vortriebsleistung für den Schachtaufbruch .....	67
Tabelle 25: Kostenzusammenfassung des B&S-Vortriebs .....	68
Tabelle 26: Ermittlung der spezifischen Energiekosten des Schrapperbetriebes .....	71
Tabelle 27: Ermittlung der spezifischen Energiekosten für die Bohrarbeit .....	72
Tabelle 28: Ermittlung der Gesamtbohrzeit pro Abschlag .....	72
Tabelle 29: B&S- und TSM-Auffahrungskosten .....	74
Tabelle 30: TSM-Aufrüstungskosten .....	87
Tabelle 31: Einteilung der Förderaggregate in die jeweiligen Streckenvarianten .....	88
Tabelle 32: Nutzwertanalyse der Förderaggregate .....	97
Tabelle 33: Ermittlung der Gesamtkosten für Einbauten .....	98
Tabelle 34: Ergebnis des Verfahrensvergleiches IV .....	100
Tabelle 35: Nutzwertanalyse der Varianten zur Haufwerksverteilung in der Kaverne A-1 .....	117
Tabelle 36: Ergebnis des Verfahrensvergleiches V .....	118
Tabelle 37: Investitionskosten für Kurzbänder (Aus Angebot Firma DROTT, Salzburg) .....	119
Tabelle 38: Auffahrungs- und Gesamtbauzeiten des maschinellen Vortriebs .....	121
Tabelle 39: Kostenzusammenfassung .....	124
Tabelle 40: Bauzeitzusammenfassung .....	127
Tabelle 41: Zusammenfassung des Personaleinsatzes .....	130
Tabelle 42: Ergebnisse der Normierung und Zusammenführung der Faktoren .....	131
Tabelle 43: Zusammenfassung (TSM*: In den Herstellungskosten der Infrastruktur mit TSM sind die Aufrüstungskosten von 29.105 € inkludiert.) .....	137
Tabelle 44: Gegenüberstellung des benötigten Personals für Schacht- bzw. Schurfförderung .....	138



## Abbildungen

Abbildung 1: Kosten, Bauzeit und Personaleinsatz der Streckenvariante IV .....	3
Abbildung 2: Schematische Darstellung der gleisgebundenen Förderung mit Brückenband [22] .....	16
Abbildung 3: Entwicklung der Kavernenlaugtechnik [3].....	19
Abbildung 4: Darstellung des Bohrlochverfahrens in der Entwicklungsphase (Unterwassereinführung, Schwachsole) .....	21
Abbildung 5: Links: Bohrlochverfahren in der Vollphase (Oberwassereinführung); Rechts: Endphase (Kuppelphase und Auspumpen der Kaverne).....	21
Abbildung 6: Übersichtsdarstellung aller Varianten im Grundriss.....	28
Abbildung 7: Schematische Darstellung der Arbeitsweise des TSM-Vortriebs mit Kurzbandabförderung .....	39
Abbildung 8: Schematische Darstellung des B&S-Vortriebs mit Schrapperabförderung.....	41
Abbildung 9: Darstellung der Auffahrungskosten mittels TSM .....	53
Abbildung 10: Personalkosten des TSM-Vortriebs.....	55
Abbildung 11: Schematische Darstellung des Schachtaufbruches .....	61
Abbildung 12: Abschlagslänge in Abhängigkeit vom Streckenquerschnitt [13] .....	62
Abbildung 13: Abschlagslänge in Abhängigkeit vom Streckenquerschnitt und der Einbruchart [13] .....	63
Abbildung 14: Ladeschema der Sohlbohrlöcher.....	65
Abbildung 15: Ladeschema der restlichen Bohrlöcher (Einbruch-, Außenkranz- und Helferbohrlöcher .....	65
Abbildung 16: Darstellung der Auffahrungskosten mittels Bohren und Sprengen .....	69
Abbildung 17: Vergleich der Auffahrungszeiten von B&S und TSM.....	74
Abbildung 18: Übersicht der Aufrüstungsansätze für die TSM.....	76
Abbildung 19: Darstellung der gesamten TSM- Einheit mit Abspannvorrichtung [15] .....	78
Abbildung 20: Darstellung der Abspanneinrichtung [15] .....	79
Abbildung 21: Draufsicht auf die Verschraubung der Vorschubzylinder an der TSM [15].....	80
Abbildung 22: Hintere Ansicht der TSM mit Abstützvorrichtung: Die Verspannungshöhe der Gripperplatten ergibt sich aus dem Schneidkopfradius [15]. .....	80
Abbildung 23: Schematische Darstellung der Abspannung mit Kurzband zur Abförderung [15]. .....	81



Abbildung 24: TSM Abstützvorrichtung für eine kontinuierliche Abspannung [15].	82
Abbildung 25: Abspannungsvariante für Steigungen bis 26,5° [15].	85
Abbildung 26: Detailansicht der Abspannung bis 26.5° [15].	85
Abbildung 27: Prinzipskizze Gurtförderer [19].	91
Abbildung 28: Darstellung eines Wellenkantgurtes und einer kompletten Wellenkant-Förderanlage [ <a href="http://www.polytechna.ch/">http://www.polytechna.ch/</a> , Steine und Erden: Ausgabe 5/98].	93
Abbildung 29: Vergleich Becherwerk und Wellenkant- bzw. POCKETLIFT®-System [Steine und Erden Ausgabe 1/01].	94
Abbildung 30: Darstellung eines Becherwerkes [ <a href="http://www.koch-process.de/images/gurtbecherwerk.jpg">http://www.koch-process.de/images/gurtbecherwerk.jpg</a> ].	94
Abbildung 31: Übersicht der Gesamtkosten für die Fördereinrichtungen und Einbauten.	99
Abbildung 32: Rissdarstellungen: Methodik bei der Verfüllung der Kaverne mittels Schrapper. Bild 1: Förderband wirft Haufwerk in Kaverne und Schrapper verteilt dieses kontinuierlich.	104
Abbildungen 33: Rissdarstellungen: Methodik bei der Verfüllung der Kaverne mit Kurzbändern. Bild 1: Förderband hat ersten Schüttkegel abgeworfen und Arbeitsfläche für erstes Kurzband geschaffen, Abstützung des Bandes im vorderen Bereich auf Stützbock.	107
Abbildung 34: Darstellung eines Haldenbandes und technische Details [ <a href="http://www.Budde.de">www.Budde.de</a> ].	109
Abbildung 35: Schematische Darstellung des Verteilbandes (Bild 1: Grundriss, Bild 2: Aufriss (rot dargestellt ist die angenommene elliptische Grundfläche der Kaverne)).	111
Abbildung 36: Bild 1: Aufriss der Kaverne mit Verteilband und der an der Firste verankerten Fördereinrichtung. Bild 2: Schnittdarstellung des Verteilbandes.	111
Abbildung 37: Auffahrungs- und Gesamtbauzeiten des konventionellen Vortriebs. Die Senkrechtvariante I wurde getrennt dargestellt.	122
Abbildung 38: Vergleich der Herstellungskosten.	125
Abbildung 39: Gesamtinvestitionen.	126
Abbildung 40: Vergleich der Gesamtbauzeiten von TSM- und B&S-Vortrieb.	128
Abbildung 41: Bauzeitpläne ausgewählter Varianten.	129
Abbildung 42: Darstellung der Teilfaktoren.	132
Abbildung 43: Zusammenführung der Teilfaktoren für die Empfehlung.	134
Abbildung 44: Dynamische Investitionsrechnung des Projektes A-1.	140
Abbildung 45: Kippeinrichtung eines Seitenentleeres [22].	143
Abbildung 46: Kippeinrichtung eines Bodenentleerers [22].	144





## 5.2 Abkürzungen

TSM	TSM
B&S	Bohren und Sprengen
SAAG	Salinen Austria AG
BL	Bohrloch
MS	Mannschicht
Mh	Mannstunde

## Formeln

Formel 1: Verfüllungsgrad .....	31
Formel 2: Herstellungskosten.....	123
Formel 3: Gesamtkosten des B&S-Vortriebs.....	124
Formel 4: Gesamtkosten des TSM-Vortriebs .....	124

Formatiert: Nummerierung und Aufzählungszeichen

## Anhang