
Diplomarbeit

**Technische und wirtschaftliche Prüfung eines
zweiten Tagaufschlusses der Reviere V & VI (VII)
des Bergbaues Breitenau**

Verfasser: Markus Schenkl, BSc

Betreuer: Univ.-Prof. Dipl.-Ing. Dr.mont. Manfred Hoscher

Datum(30/10/2013)



Chair of Mining Engineering and Mineral Economics
Department Mineral Resources and Petroleum Engineering
Montanuniversität Leoben

A-8700 LEOBEN, Franz Josef Straße 18
Phone: +43/(0)3842-402-2001
Fax: +43/(0)3842-402-2002
bergbau@unileoben.ac.at

Erklärung des Autors

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

Datum

Unterschrift

Auf ausdrücklichen Wunsch der Firma RHI wurden aus Datenschutzgründen in dieser Version sensible Firmendaten entfernt oder relativiert.

Aus Gründen der leichteren Lesbarkeit wird auf eine geschlechtsspezifische Differenzierung in dieser Arbeit, wie z.B. TeilnehmerInnen, verzichtet. Entsprechende Begriffe gelten im Sinne der Gleichbehandlung für beide Geschlechter.

Zusammenfassung

Die Rohmagnesitförderung im untertägigen Bergbau Breitenau der Fa. RHI erfolgt zurzeit mit SLKWs, die das gewonnene Gut über eine Wendel bis zu einem zentralen Bunkersystem transportieren. Dies gestaltet sich jedoch aufgrund der Teufenentwicklung der Grube immer aufwändiger, da sich die Förderdistanzen erhöhen und dadurch die Förderdauer steigt. Neben den wirtschaftlichen Herausforderungen, die sich daraus ergeben, sind es auch sicherheitstechnische Überlegungen zur Wettersituation und insbesondere zur Fluchtwegsituation, die in diesem Zusammenhang diskutiert werden müssen. Es soll daher im Rahmen einer Diplomarbeit die Möglichkeit eines zusätzlichen Zuganges zu den unteren Revieren der Lagerstätte untersucht werden.

Dafür werden die unterschiedlichen Aufschlussarten und deren Kombinationen für die Grube Breitenau skizziert und deren Vor- und Nachteile sowie deren Anwendbarkeit im speziellen Fall diskutiert. Für die jeweiligen Varianten werden wirtschaftliche Betrachtungen über Herstellungskosten angestellt. Des Weiteren wird auch ein Förderkonzept für die unterschiedlichen Aufschlussarten erstellt und die Veränderung der Wetter- und Fluchtwegsituation in der Grube abgeschätzt.

Ziel der Arbeit ist die Ermittlung des technisch und wirtschaftlich besten Aufschlusses in Bezug auf Personen- und Betriebssicherheit, laufenden Kosten und Investitionshöhe.

Abstract

The internal transport in the underground magnesite mine Breitenau, a mine operated by the company RHI, is currently performed by with trucks that convey the raw magnesite over a spiral to an underground storage system. As the mine develops in deeper regions and the distances increase, internal transportation is getting more and more a cost driver. But not only the economical efforts are getting higher, also the changes in safety and mine winding due to the greater distances have to be discussed in this context. As a master thesis the possibilities of an additional access to the lower regions of the mine are evaluated.

For that reason the various types of openings to access a mineral deposit and their combinations are determined and their advantages and disadvantages, as well as the applicability are examined. For the different accesses a transport system should be developed and economic considerations about construction costs and running costs should be made. Furthermore changes in safety and mine winding are assessed.

The aim of this work is to find the best type of opening in terms of investment, running costs and safety.

Inhaltsverzeichnis

Erklärung des Autors	II
Zusammenfassung	III
Abstract	IV
Inhaltsverzeichnis	V
1 Aufgabenstellung	1
2 Eingangsparameter	2
2.1 Geologie	2
2.1.1 Geologischer Überblick	2
2.1.2 Hackensteinerformation	3
2.1.3 Magnesitlagerstätte	5
2.1.4 Säulenprofil der Magnesitlagerstätte	6
2.2 Gebirgsparameter	9
2.2.1 Gesteinsfestigkeit	9
2.2.2 Gebirgsfestigkeit nach Hoek und Brown	10
2.2.3 Gebirgsklassifikation	14
2.3 Hydrogeologie	16
2.4 Derzeitige Situation im Bergbau Breitenau	17
2.4.1 Vorräte	18
2.4.2 Produktion	21
2.4.3 Förderung	22
2.4.4 Bewetterung	25
2.4.5 Fluchtwegsituation	25
3 Planung eines neuen Aufschlusses	26
3.1 Einflussgrößen	26
3.2 Aufschlussarten	27
3.2.1 Seigerer Schacht	28
3.2.2 Schrägstrecke	28
3.2.3 Stollen	29
4 Planungsgrundlagen der Variantenstudie	30
4.1 Benötigte Querschnitte	30
4.2 Bewertungsschema	31

4.3	Grundlagen für die Kostenabschätzung	32
4.3.1	Strecke	33
4.3.2	Schacht	34
4.4	Förderanlagenauslegung	34
4.5	Mögliche Anschlusspunkte	36
5	Variantenstudie	38
5.1	Variante 0	38
5.1.1	Bewertung	38
5.1.2	Fazit	39
5.2	Variante 1	40
5.2.1	Bewertung	41
5.2.2	Fazit	41
5.3	Variante 2	42
5.3.1	Bewertung	43
5.3.2	Fazit	44
5.4	Variante 3	44
5.4.1	Bewertung	45
5.4.2	Fazit	46
5.5	Variante 4	46
5.5.1	Bewertung	47
5.5.2	Fazit	48
5.6	Variante 5	48
5.6.1	Bewertung	50
5.6.2	Fazit	50
5.7	Variante 6	51
5.7.1	Bewertung	52
5.7.2	Fazit	52
5.8	Variante 7	53
5.8.1	Bewertung	54
5.8.2	Fazit	54
5.9	Variante 8	55
5.9.1	Bewertung	56
5.9.2	Fazit	56
5.10	Variante X	57
6	Detailbetrachtung	58

6.1	Schrägstrecke	58
6.1.1	Anschlusspunkte	58
6.1.2	Investitionen	60
6.1.3	Förderkosten in der Schrägstrecke	62
6.1.4	Abschreibung	62
6.1.5	Förderkosten aus den Revieren	63
6.2	Vertikalschacht	65
6.2.1	Anschlusspunkte	65
6.2.2	Investitionen	67
6.2.3	Förderkosten der Schachtvariante	68
6.2.4	Abschreibung	69
6.2.5	Förderkosten aus den Revieren	69
7	Schlussfolgerungen und Empfehlung	72
8	Bibliographie	74
9	Abbildungsverzeichnis	76
10	Tabellenverzeichnis	78
11	Liste der verwendeten Abkürzungen	79
	Anhang	I

1 Aufgabenstellung

Im Rahmen einer Diplomarbeit soll der technisch und wirtschaftlich beste Aufschluss von der Tagesoberfläche zu den tiefen Revieren V und VI (VII) des Bergbaues Breitenau ermittelt werden. Besonderes Augenmerk ist dabei auf eine möglichst automatisierte Förderung sowie auf die Verbesserung der Bewetterungs- und Fluchtwegsituation zu legen.

In einem ersten Schritt sind die Planungsparameter für die Diplomarbeit zu erheben. Dies erfolgt aus den Unterlagen der Betriebsleitung der Grube Breitenau sowie aus den Daten des Geologen und des verantwortlichen Markscheiders. Auch Diplomarbeiten der vergangenen Jahre, die die Grube Breitenau betreffen, sowie persönliche Gespräche mit den Verantwortlichen werden hierfür genutzt. Des Weiteren sollen die grundsätzlich möglichen Aufschlussarten an Hand der in der Fachliteratur gegebenen Informationen angeführt werden.

In der Folge sollen nun die Vor- und Nachteile unterschiedlicher Aufschlussarten diskutiert und deren Anwendbarkeit überprüft werden. Auf Basis einer Bewertung der Varianten soll eine engere Auswahl getroffen werden.

Für die verbleibenden Varianten sind genauere technische und wirtschaftliche Betrachtungen anzustellen. An dieser Stelle ist auch die Höhe einer möglichen Förderkostensparnis durch die Schaffung eines neuen Förderweges zu errechnen und diese in Bezug auf die notwendige Investitionshöhe zu setzen.

Ziel der Arbeit ist die Ermittlung des technisch und wirtschaftlich besten Aufschlusses in Bezug auf Personen- und Betriebssicherheit, laufenden Kosten und Investitionshöhe.

2 Eingangsparameter

In diesem Kapitel werden all jene Parameter beschrieben, die Art und Lage eines Aufschlusses nach über Tage beeinflussen. Es sind dies neben den vor allem aus technischer Sicht wichtigen Einflussgrößen wie Geologie, Gebirgsparameter und Hydrogeologie, die zur Prüfung der Machbarkeit eines solchen Zuganges benötigt werden, auch die aus wirtschaftlicher Sicht interessanten Parameter wie das derzeitige Gewinnungs- und Fördersystem in der Grube Breitenau und die dazugehörigen Kosten. Ebenfalls Einfluss auf die Planung nimmt die Kenntnis der Ressourcen der Lagerstätte, da sie die Lebensdauer der ganzen Grube bestimmen.

2.1 Geologie

Das Unterkapitel Geologie beschäftigt sich mit der geologischen Umgebung der Lagerstätte sowie mit der Geologie der Lagerstätte selbst. Wichtig dabei ist vor allem die Kenntnis der an die Lagerstätte angrenzenden geologischen Formationen, da die technische Machbarkeit eines Zuganges in höchstem Maße von der Geologie und der Struktur des Gebirges abhängt.

2.1.1 Geologischer Überblick

Der Hochlantsch wird von drei paläozoischen Entwicklungen aufgebaut, die einen teilweise übereinstimmenden zeitlichen Umfang besitzen. Es sind dies die Hochlantschgruppe, die Laufnitzdorfgruppe und die Kalkschieferfolge. (Gollner und Zier 1985, S. 44) Die Magnesitlagerstätte Breitenau tritt eingebettet in die Hackensteinerformation in Einheit der Laufnitzdorfgruppe auf (Gollner 1982, S.70).

Am Hochlantschnordabfall treten Formationen der Kalkschieferfolge im Liegenden und im Hangenden der Hackensteinerformation auf. Die Gschwendtformation bildet das Liegende der Hackensteinerformation, stratigraphisch hangend folgt die Koglerformation. (vgl. Gollner und Zier 1985, S. 45f) Charakteristisch für die Gschwendt- und die Koglerformation sind blaugraue bis dunkelgraue, gut geschichtete, im mm- bis dm gebankte Kalke. (vgl. Gallhofer 2010, S. 17)

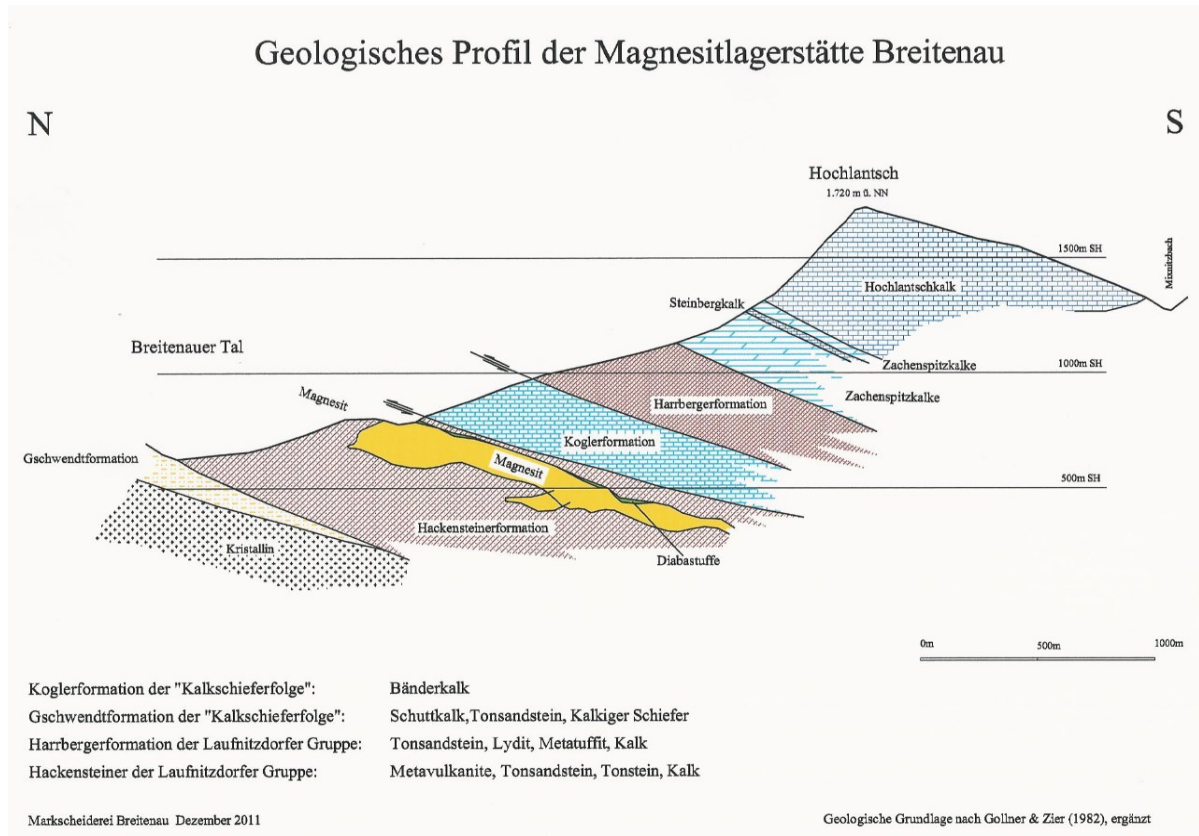


Abbildung 1: Geologisches Profil der Magnesitlagerstätte Breitenau

Eine vergrößerte Darstellung des geologischen Profils der Magnesitlagerstätte Breitenau (Abbildung 1) befindet sich auf Seite II im Anhang.

2.1.2 Hackensteinerformation

Die Hackensteinerformation tritt zwischen St. Jakob im Nordosten und Gams/Rothleiten im Südwesten auf. Die gesamte Abfolge ist zwischen Gams/Rothleiten und Röthelstein entwickelt während südlich von St. Jakob nur ihr mittlerer und oberer Anteil vorkommt. (Gollner 1982, S. 64)

Die Schichten der Hackensteinerformation fallen mit ca. 30° nach Süden bis Süd-Osten ein, die Gesteine sind von einer meist schichtparallelen Schieferung geprägt. Im Bereich der Magnesitlagerstätte im Tagebau ist der tektonische Kontakt (Deckengrenze) auf eine Länge von 10 m als „Bereich völlig zerriebener Ton und Kalksteine“ aufgeschlossen. (vgl. Gallhofer 2010, S. 17, nach Gollner 1983)

Südlich von St. Jakob ist im mittleren Anteil der Hackensteinerformation der Magnesit eingeschaltet, darüber folgt der obere Anteil.

Mittlerer Anteil

Den mittleren Anteil bilden überwiegend schwarze bis dunkelgraue, teilweise geschieferte Ton- und Siltsteine. In sie sind schwarze Lydite, Vulkanite, untergeordnet glimmerführend, feldspatreiche Sandsteine sowie rötlichbraune, stark verkieselte, dünngebankte Dolomite, im hangenden Anteil grobgebankte, rote Biomikrite eingeschaltet. Den Abschluss bilden bis 15 m mächtige Vulkanite. Die Mächtigkeit beträgt bei Laufnitzdorf 70 bis 120 m. (vgl. Gollner 1982, S. 64)

Oberer Anteil

Die Schichtfolge beginnt über den Vulkaniten des mittleren Anteils mit dichten, roten bis rötlichgrauen, gegen das Hangende hell- bis dunkelgrau werdenden, im dm- bis m-Bereich gebankten, orthocerenführenden Kalken mit mm-dicken tonigen Zwischenlagen. Es handelt sich um Wackestones mit bis 20% Biogenen, die horizontal und vertikal von Stylolithen durchzogen sind und 26 m mächtig werden. Lokal liegen sie als sekundäre Eisendolomite vor. Sie werden von ca. 7 m mächtigen, dunkelgrauen, cm- bis dm-gebankten, ebenfalls stylolithisierten Faserkalken überlagert. Den Abschluss des oberen Anteils bilden braune bis rötlichbraune, stark stylolithisierte Knollenkalke und braune Tonschiefer mit Karbonatlinsen. Die Gesamtmächtigkeit des oberen Anteils beträgt ca. 46 m.

An der Basis des Magnesits treten mächtige Lydite auf. Ihr Liegendes bilden wenige Zehnermeter mächtige Tonschiefer, Sandsteine und Dibasmandelsteine

sowie Tuffite. Sie sind möglicherweise bereits in den mittleren Anteil der Hackensteinerformation zu stellen. (vgl. Gollner 1982, S. 64 f)

2.1.3 Magnesitlagerstätte

Die Magnesitlagerstätte Breitenau im Nordosten des Grazer Paläozoikums stellt die größte Spatmagnesitlagerstätte der Ostalpen dar. Ihre bergwirtschaftliche Bedeutung wird durch einen Gesamtinhalt von über 50 Millionen Tonnen Spatmagnesit unterstrichen. Sie steht bereits seit bald einem Jahrhundert in Abbau, die ersten Jahrzehnte allerdings nur in bescheidenem Ausmaße und verfügt immer noch über erhebliche Reserven. Die Lagerstätte liegt am Nordabfall des Hochlantsch in der schwach regionalmetamorph überprägten Laufnitzdorfgruppe, deren Gesteine im Lagerstättenbereich durch Fossilien belegt, dem Obersilur zugeordnet werden können. Ihr gehören die in unterschiedlichen tektonischen Positionen liegende Hackensteinerformation mit der Magnesitlagerstätte und die im Hangenden, über der Koglerformation anzutreffende Harrbergerformation an. Auffällig ist bereits, dass sich die Nebengesteinsserie der Magnesitlagerstätte, eine vulkanogen-sedimentäre Abfolge, durch einen ausgesprochenen Mangel an Karbonatgestein bzw. Karbonatsedimenten auszeichnet. Eine erhebliche Karbonatführung weisen dagegen die beiden benachbarten Serien auf, die „Kalkschieferfolge“ und erst recht die höchste tektonische Einheit, die Hochlantschgruppe mit dem bis zu 800 m mächtigen Hochlantschkalk, die sich beide jedoch durch eine völlige Abwesenheit von Magnesit auszeichnen. Der Spatmagnesit von Breitenau gehört einem schichtgebundenen, stratiformen Lagerstättenzug an, der über einen Bereich von mehreren Kilometern in der Laufnitzdorfgruppe durch Ausbisse bzw. Vorkommen von Magnesit markiert wird. Das auffällige schichtgebundene, stratiforme Auftreten der Magnesitlagerstätte Breitenau ist jedoch nicht auf diese beschränkt sondern allgemein für ostalpine Spatmagnesit-Lagerstätten typisch. (vgl. Tufar 2007 S. 6f)

Die Magnesitlagerstätte Breitenau tritt eingebettet in die Hackensteinerformation in Einheit der Laufnitzdorfgruppe auf (Gollner 1982, S.70).

Der Magnesitkörper fällt mit ca. 20° nach Südsüdost ein. Zwei steile Ostnordost-Westsüdwest und Nordnordost-Südsüdwest streichende Störungssysteme, die Teile des Lagerstättenkörpers bis zu einigen 10 Meter versetzen, dominieren das tektonische Regime. (Gallhofer 2010, S. 17, nach Ebner et al. 2004). Nach Tufar (2007) streicht der Magnesitkörper etwa Ost – West und fällt mit ca. 25° nach Süden ein. Er ist auf etwa 2 km von ca. 800 m über NN im Tagebau bis in eine Teufe von ca. 240 m über NN zu verfolgen. Die Ergebnisse der von der Fa. RHI durchgeführten Erkundungsbohrungen zeigen, dass die Magnesitlagerstätte auch in Teufen unter SH 240 m zu verfolgen ist. Die Mächtigkeit kann bis zu 200 m betragen. Das Hangende des Magnesitlagers bilden Metatuffit und kohlenstoffreicher, lyditiführender, phyllitischer Schiefer, welche ebenfalls zur Hackensteinerformation der Laufnitzdorfgruppe gehören. Im liegenden Bereich wird der Magnesit, mit scharfer Begrenzung, von einem feinkörnigen sedimentären Obersilur-Dolomit begleitet. Das Liegende der Magnesitlagerstätte bildet ein kohlenstoffführender phyllitischer Schiefer. Charakteristisch für den Magnesit ist somit auch sein Auftreten mit kohlenstoffreichen, phyllitischen Schiefen bzw. Schwarzschiefern im Liegenden und Hangenden, in die er eingebettet liegt. Tektonisch wurde die Lagerstätte teilweise mehrphasig stark beansprucht, gestört und weist dementsprechend unter anderem zahlreiche Störungen und Verwürfe auf. An jüngeren Störungen können stellenweise sogar Magnesit-Breccien vorliegen, die bis mehrere dm Mächtigkeit erreichen. (vgl. Tufar 2007, S. 7f)

2.1.4 Säulenprofil der Magnesitlagerstätte

Im Rahmen der Diplomarbeit von Daniela Gallhofer wurde basierend auf den Detailprofilen der Lagerstättenbereiche, Bohrungen und Daten aus der Literatur, die Lagerstätte Breitenau sowie die Hangend- und Liegendschichten in einem schematischen Säulenprofil abgebildet (siehe Abbildung 2: *Säulenprofil der Magnesitlagerstätte Breitenau* auf Seite 8 dieser Arbeit).

Im Liegenden ist ca. 8 m mächtiger rötlicher bis grünlich- grauer Sandstein ausgebildet, darüber folgt dunkler siltiger Schiefer (zirka 30 m). Stellenweise sind roter und grüner Tonschiefer ausgebildet. Gollner (1985) beschreibt im Liegenden

des Magnesits 30 bis 80 m mächtige Tonsteine und untergeordnet feinblättrige Tonschiefer, in die Sandstein, Lydit und Vulkanite (Metatuffite) eingeschaltet sind. Die von ihm gefundenen Vulkanitlesesteine seien bevorzugt nahe der Basis zum hangenden Magnesit zu finden. Der Kontakt des liegenden dunklen Schiefers zum hangenden Magnesit ist tektonisch. (Vgl. Gallhofer 2010, S. 25)

Im Hangenden des Karbonatkörpers ist an manchen Stellen ein zirka 50 cm mächtiges Band aus schwarzem Schiefer, der organischen Detritus enthält, ausgebildet. Stratigraphisch hangend folgt Metatuffit (15 bis 30 m). In den Metatuffit sind violetter Kalk mit Korallen, pyritreiche Kalkbänder (5 bis 10 cm), schwarzer Quarzit (20 cm), alterierter Diabas (wenige m mächtig) und siltiger Dolomit eingeschaltet. Gollner (1985) beschreibt Linsen aus grauen Kalken mit Echinodermatenbruchstücken im Metatuffit. Nach Gollner (1985) ist der Metatuffit der Grenzhorizont zwischen mittlerem und oberem Anteil der Hackensteinerformation. Hangend ist schwarzer Tonschiefer (zirka 30 m) ausgebildet, der teilweise mit Lydit wechsellagert. In den schwarzen Tonschiefer sind ein Kalkband (10 bis 20 cm) und Metatuffit (zirka 5 m mächtig) eingeschaltet. In der Nähe des Metatuffs ist der Tonschiefer tuffitisch beeinflusst, teilweise ist eine Wechsellagerung von schwarzem und tuffitischem, feinkristallinem Grünschiefer ausgebildet. Stratigraphisch hangend folgt eine zerrüttete Zone (Deckenüberschiebung) und Kalkschiefer der Kogler Formation (Kalkschiefer Decke). Die Kogler Formation ist bis zu 800 m mächtig. (vgl. Gallhofer 2010, S. 26)

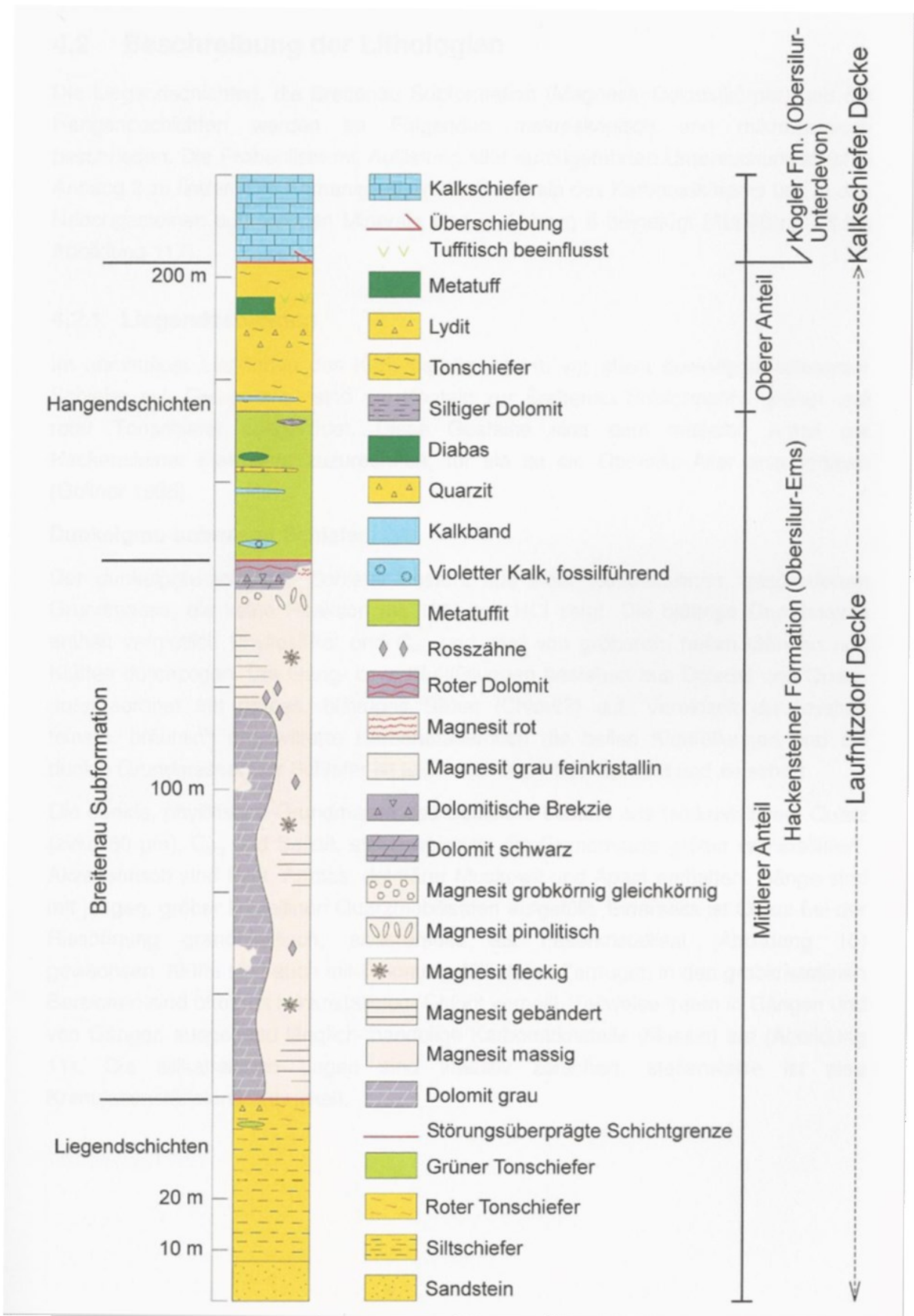


Abbildung 2: Säulenprofil der Magnetitlagerstätte Breitenau (Gallhofer 2010, S. 27)

2.2 Gebirgsparameter

Neben der Geologie selbst haben Gebirgsparameter wie zum Beispiel die Gesteinsfestigkeit Einfluss auf den Zugang zur Lagerstätte. Zum einen beeinflussen sie die prinzipielle Möglichkeit der Herstellung und zum anderen den benötigten Aufwand und somit die Kosten der Auffahrung eines solchen Zuganges. Mit Hilfe einer Gebirgsklassifikation, die in weiterer Folge durchgeführt wurde, kann dieser Einfluss abgeschätzt werden.

2.2.1 Gesteinsfestigkeit

Im Jahr 2007 wurden vom zuständigen Geologen, DI Weidner, die Gesteinsfestigkeiten der Gesteine im Hangenden und Liegenden ermittelt. Dies geschah für Tonschiefer, Kalkschiefer und Metatuffit. Die Druckfestigkeit wurde mittels uniaxialen Druckversuch bestimmt, die Probengröße waren Zylinder mit 100 mm Länge und 50 mm Durchmesser. Es wurde jeweils die Druckfestigkeit parallel sowie normal zur Schieferung ermittelt. Tabelle 1 zeigt die Ergebnisse dieser Untersuchung.

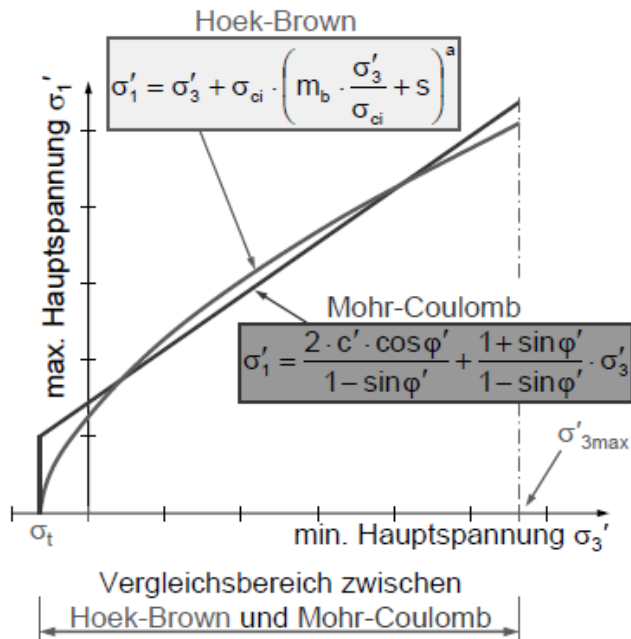
Gestein	Probe	Druckfestigkeit		Orientierung
Tonschiefer	1	99,2	MPa	Normal zur Schieferung
	2	136,4	MPa	Normal zur Schieferung
	3	74,9	MPa	Parallel zur Schieferung
	4	68,2	MPa	Parallel zur Schieferung
Metatuffit	1	89,7	MPa	Normal zur Schieferung
	2	80,3	MPa	Normal zur Schieferung
	3	39,5	MPa	Parallel zur Schieferung
	4	42,5	MPa	Parallel zur Schieferung
Kalkschiefer	1	159,8	MPa	Normal zur Schieferung
	2	105,0	MPa	Normal zur Schieferung
	3	88,7	MPa	Parallel zur Schieferung
	4	52,8	MPa	Parallel zur Schieferung

Tabelle 1: Druckfestigkeiten der vorkommenden Nebengesteine

2.2.2 Gebirgsfestigkeit nach Hoek und Brown

Die Beschreibung des Gebirges umfasst neben der Beschreibung der Gesteinseigenschaften auch die der Grundwasserverhältnisse und des Trennflächengefüges, wobei insbesondere das Trennflächengefüge die mechanischen Eigenschaften des Gebirges beeinflusst. Während beispielsweise im Labor in der Regel nur die Gesteinsfestigkeit bestimmt werden kann, ist für die Tunnelberechnung die Gebirgsfestigkeit zu berücksichtigen. Diese ist aufgrund des festigkeitsmindernden Trennflächengefüges geringer als die Gesteinsfestigkeit. Mit dem Verfahren von Hoek-Brown kann mit Hilfe der Gesteinsfestigkeit, sowie Informationen über das Trennflächengefüge und die Störung des Gebirges durch den Lösevorgang, auf die Gebirgsfestigkeit geschlossen werden. Dies ist ein empirisches Verfahren, welches auf den Erfahrungen der Autoren für bestimmte Gebirgsverhältnisse basiert. Zur Beschreibung der Gebirgsfestigkeit verwendet Hoek-Brown nicht die lineare Bruchbedingung nach Mohr-Coulomb, die durch die Scherparameter c' und φ' definiert wird, sondern eine gekrümmte Bruchbedingung. (vgl. TUM 2013, S. 2.12)

In *Abbildung 3: Zusammenhang Mohr-Coulomb und Hoek-Brown*, auf Seite 11 dieser Arbeit, sind beide Bruchbedingungen im σ_1' / σ_3' – Diagramm dargestellt.



Es bedeuten:

- σ_1', σ_3' ... maximale und minimale effektive Hauptspannung
- m_b ... Hoek-Brown Konstante für geklüftetes Gebirge (Index b für die englische Bezeichnung „broken“)
- s, a ... Konstanten, abhängig von den Gebirgseigenschaften
- σ_{ci} ... einaxiale Druckfestigkeit des Gesteins (nachfolgend gem. Literaturangaben als „intakte“ Probe mit Index i bezeichnet)

Abbildung 3: Zusammenhang Mohr-Coulomb und Hoek-Brown (TUM 2013, S. 2.13)

Der Parameter m_i ist die Hoek-Brown Konstante für intaktes Festgestein. Unter Berücksichtigung der Erfahrungen und Vergleichsberechnungen können die Parameter m_b , s und a für geklüftetes Festgestein wie folgt berücksichtigt werden:

$$m_b = m_i \cdot e^{\left(\frac{GSI-100}{28-14 \cdot D}\right)}$$

$$s = e^{\left(\frac{GSI-100}{9-3 \cdot D}\right)}$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \cdot \left(e^{-GSI/15} - e^{-20/3} \right)$$

(TUM 2013, S. 2.13)

Somit lässt sich die Bruchbedingung nach Hoek-Brown mit den Parametern GSI, D und m_i ausdrücken. Wobei GSI für Geological Strength Index steht. Mit dem Parameter D („disturbance“) wird das Maß der Störung des Gebirges durch den

Lösevorgang beschrieben. Höhere Werte bedeuten eine größere Störung. Die Werte für GSI, D und m_i können aus Tabellen entnommen werden.

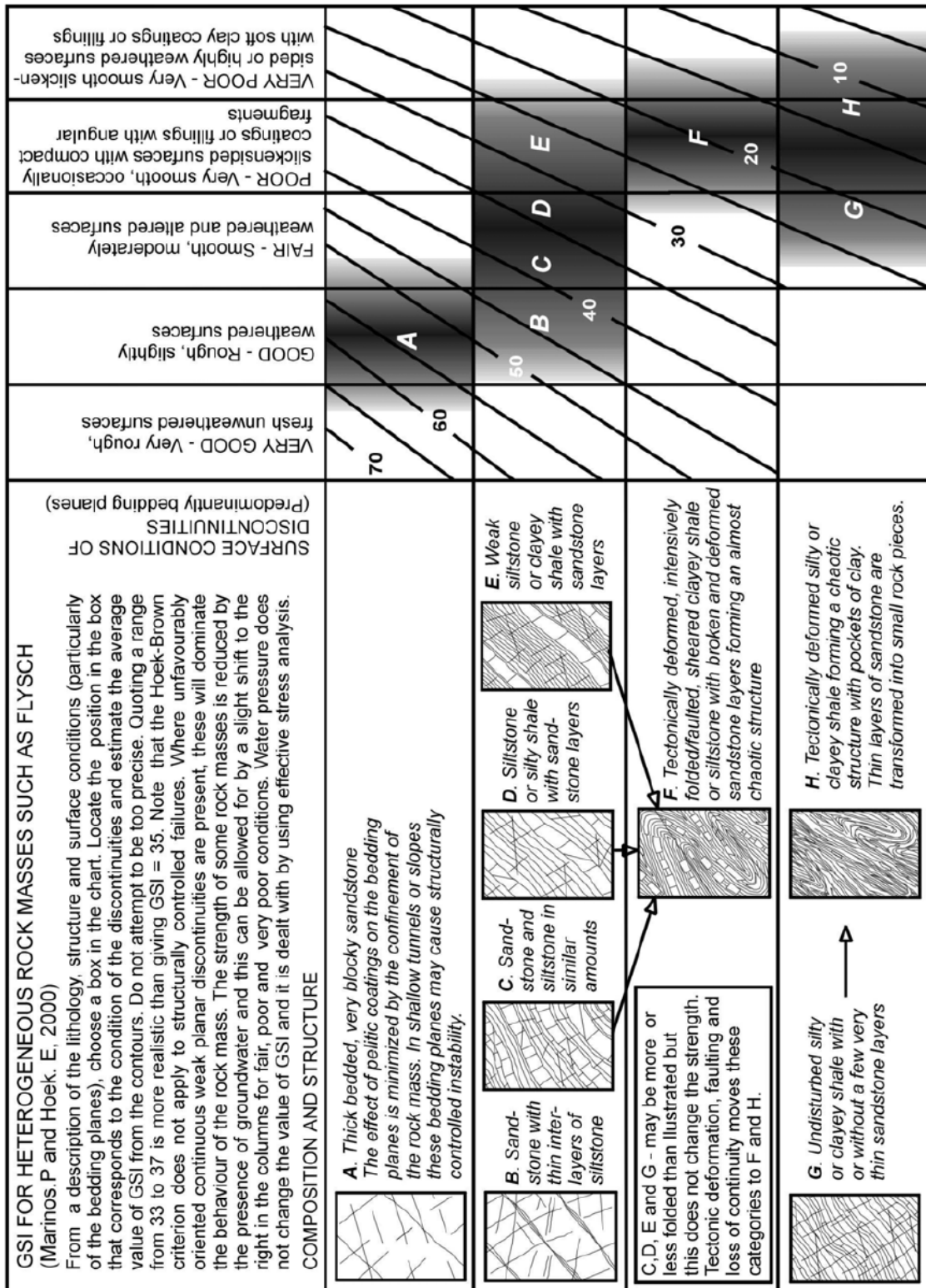


Abbildung 4: Übersicht über die Bestimmung des GSI (TUM 2013, S. 2.16)

Mit Hilfe des Computerprogramms „RocLab“ können die Berechnungen nach Hoek-Brown am PC durchgeführt werden. Die nachstehende Tabelle zeigt die Ergebnisse der Berechnungen:

	Tonstein	Metatuffit	Kalkschiefer	
Hoek-Brown-Klassifikation				
Einaxiale Bruchfestigkeit (intakt)	94	63	101	MPa
GSI	35	35	40	
mi	9	13	9	
D	0,7	0,7	0,7	
Hoek-Brown Kriterium				
mb	0,253	0,366	0,333	
s	0,0001	0,0001	0,0002	
a	0,516	0,516	0,511	
Mohr-Coloumb Anpassung				
Cohesion	0,514	0,496	0,616	MPa
Bruchwinkel	32,46	32,55	35,58	Grad
Gebirgsparameter				
Zugfestigkeit	-0,03	-0,014	-0,051	MPa
Einaxiale Bruchfestigkeit	0,728	0,488	1,183	MPa
Globale Festigkeit	5,77	4,668	7,348	MPa
Verformungsmodul	536,59	537,59	698,76	MPa

Tabelle 2: Ergebnisse der Berechnungen der Gebirgsfestigkeit

2.2.3 Gebirgsklassifikation

Es können in der Literatur Standardwerte für die Gebirgsklassifikation von Tonschiefer, der den Hauptbestandteil der die Lagerstätte umgebenden Formation ausmacht, gefunden werden. Diese Gesteine werden standardmäßig als „Medium strong“ eingestuft, ihre Druckfestigkeit wird mit 30 MPa und der „Strength factor“ 3 angenommen.

Strength grade	Descriptive of rock/soil	Compressive strength σ_c (MPa)	Strength factor f	Apparent friction angle $\phi_o = \arctan f$
Extremely high	Extremely hard, solid, dense: quartzite, basalt, granite and other exceptionally high-strength rocks.	200–500	20–50	87–89
Very high	Granite, quartzporphyry, gabbro, granodiorite, diabase, gneiss	150–200	15–20	86–87
High	Medium-grained granite, quartz.	120–150	12–15	85–86
	Small-grained sandstone, strong limestone, solid conglomerates with limestone matrix.	110–120	11–12	84–85
Moderately strong	Strong dolomites and limestones.	100–110	10–11	84
	Weathered granite, basalt, diabase.	70–100	7–10	81–84
	Sandstone, limestone.	60	6	80
	Weathered granite, limestone, sandstone, sandstone-shale.	50	5	78
Medium strong	Shale, sandstone, limestone, loose conglomerates, shales, slates.	40	4	76
		30	3	71
Moderately loose	Loose shale, limestone, gypsum, frozen ground, blocky sandstone, cemented gravel, rocky ground.	—	1.7–2.7	60–70
	Gravelly ground, blocky and fissured shales, hard clay, coal, salt, marl.	—	1.2–1.7	50–60
Loose	Dense clay, clayey soil, soft coal, lignite.	—	1.0	45
	Loose loam, loess, gravel.	—	0.8	40
Soils	Soil with vegetation, peat, soft loam, wet sand.	—	0.6	30
	Soft, fine gravel, backfill.	—	0.5	25
Plastic soils	Silty soil and other soils in liquid condition.	—	0.08–0.5	5–25

Source: Modified after Roesner et al., 1984.

Abbildung 5: Übersicht über die Festigkeit unterschiedlicher Gesteine (Hartman 1992, S. 1586)

Mit Hilfe des nachstehenden Diagramms kann die Gebirgsklassifikation nach Barton (Q-Wert) und nach Laubscher (RMR) abgeschätzt werden:

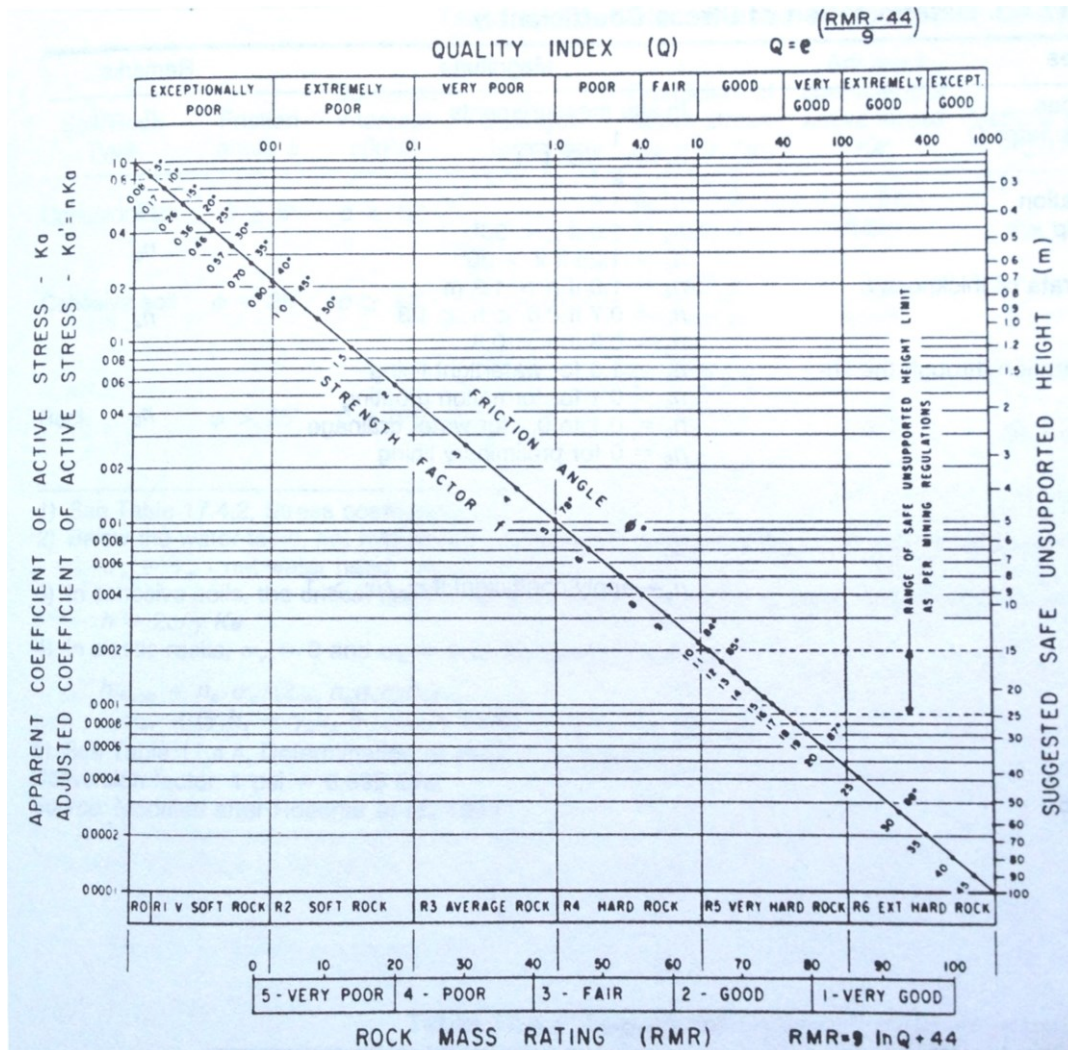


Abbildung 6: Grafik zur Abschätzung der Gebirgsklassifikation (Hartman 1982, S. 1587)

Die Abschätzung ergibt ein Rockmassrating (RMR) von etwa 30, was der Gebirgsklasse 4 „Poor“ entspricht.

Der Quality-Index (Q) kann im Bereich von 0,3 angenommen werden, was der Gebirgsklasse „Very poor“ entspricht.

Aus diesem Grund sind die herzustellenden Hohlräume in diesem Gebirge mit integrierten Sicherungsmaßnahmen, das heißt mit Anker Ausbau und bewährtem Spritzbeton, auszulegen.

2.3 Hydrogeologie

Im Magnesitbergbau Breitenau wurde im Jahr 2003 mit der Umsetzung eines hydrogeologischen Beobachtungsprogrammes begonnen. Dieses Programm wurde, wenn auch zum Teil mit eingeschränktem Umfang, bis 2008 durchgeführt.

(vgl. Weidner 2008, S. 13)

Das Beobachtungsprogramm besteht neben den ober Tage durchgeführten Messungen auch aus untertägigen Wasserschüttungsmessungen von 6 wasserführenden Lokalitäten in den Revieren V und VI. Trotz einer zusätzlichen Aufnahme von neuen Wasserzutritten in das Beobachtungsprogramm und der Weiterführung der gefassten Wasserzutrittsstellen 2003-2006 sind außer einer Messstelle in einem Bohrloch und einem Kluftwasseraustritt alle Orte trocken gefallen. (vgl. Weidner 2008, S. 1f)

Aus den Ergebnissen der Wasserbilanz lässt sich für den Beobachtungszeitraum ein konstantes hydrogeologisches Abflussverhalten ableiten. Die Analysen der Hauptionen- und Isotopenproben lassen auf eine Vermischung der in den tieferen Grubenbereichen (Reviere V und VI) austretenden Wässer mit jüngeren Infiltrationswässern aus dem Tagbaubereich, Wässern aus den älteren Revieren und Brauchwässer schließen. (vgl. Weidner 2008, S. 13)

Laut Auskunft des zuständigen Geologen ist bei der Errichtung eines neuen Zuganges zur Lagerstätte, solange man nicht die Deckengrenze im Hangenden durchörtert, nicht mit einem Wasserproblem zu rechnen. Der im Hangenden über der Deckengrenze liegende Kalkschiefer ist jedoch sehr wohl wasserführend und beim Durchstoßen der derzeit dichtenden Tonschieferschicht besteht ein gewisses Risiko, diese Abdichtung zu verletzen und ein Wasserproblem in die Grube zu bringen. Dies hätte vermutlich neben dem höheren Wasserhaltungsaufwand auch ein hydrogeologisches Beobachtungsprogramm zur Folge.

2.4 Derzeitige Situation im Bergbau Breitenau

Im Folgenden wird nun die derzeitige Situation im Bergbau Breitenau beschrieben. Neben der Kubatur und den gewinnbaren Ressourcen der Lagerstätte werden auch die Produktion und die Förderung, vor allem die interne Förderung in der Grube, dargestellt. Auch die derzeitige Bewetterungs- und Fluchtwegsituation wird an dieser Stelle umrissen.

Der Bergbau Breitenau ist in den Tagebau und die untertägigen Reviere II bis VI eingeteilt. Die tiefste Teilsohle befindet sich derzeit im Revier VI auf einer SH von 245 m. Die Lage der in weiterer Folge beschriebenen Reviere ist in Abbildung 7 dargestellt.

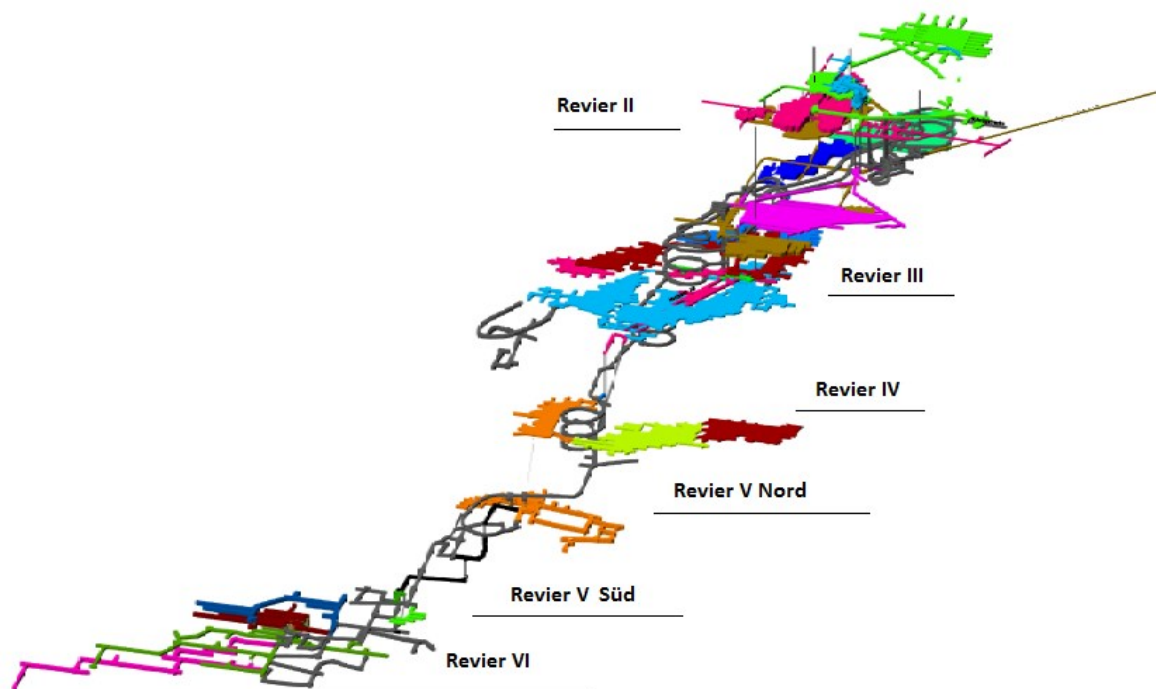


Abbildung 7: Übersicht über die Grube Breitenau

2.4.1 Vorräte

Die Vorräte der Grube und des Tagebaues wurden für die Berechnungen im Rahmen der Diplomarbeit verwendet, können jedoch aus Datenschutzgründen hier nicht angegeben werden. Die genaue Verteilung der Ressourcen im Lagerstättenkörper ist in Tabelle 3 angeführt. Es handelt sich hierbei um „Measured Resources“ nach JORC-Code.

Bezeichnung	Kubatur [t]	Z min [m]	Z max [m]	Anteil der Lagerstätte
Revier 7	x	165	247	15%
Revier 6	x	247	300	16%
Revier 5 Süd	x	300	396	7%
Revier 5 Nord	x	357	420	3%
Revier 4	x	474	540	5%
Revier 3 Süd	x	547	625	4%
Revier 3 Süd 2	x	636	693	4%
Revier 2 Nord	x	653	660	1%
unterhalb Tagebau	x	660	730	23%
Tagebau	x	750	849	25%
Gesamte Lagerstätte	x	165	849	100%

Tabelle 3: Lagerstättenkubatur

Die grafische Darstellung der Verteilung der Kubatur der Lagerstätte ergibt folgendes Bild.

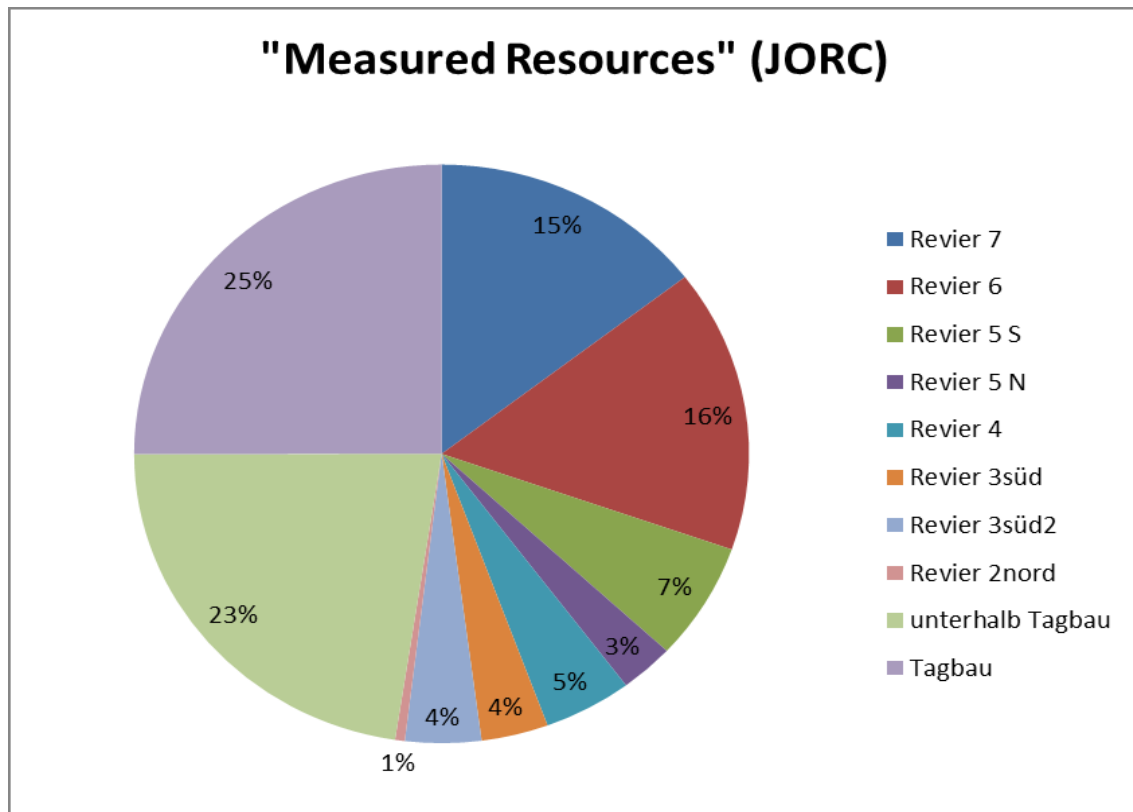


Abbildung 8: Verteilung der "Measured Resources"

Je nach Abbaufverfahren und Gebirgsverhältnissen müssen für die verschiedenen Reviere unterschiedliche Ausbringen angesetzt werden. Es ergeben sich durch Multiplikation des Ausbringens mit der Lagersätkubatur die gewinnbaren Ressourcen der Lagerstätte. Diese wurde im Rahmen der Diplomarbeit ermittelt, können aber aus Datenschutzgründen hier nicht angegeben werden. In diesem Zusammenhang wird von gewinnbaren Ressourcen und nicht von Reserven gesprochen, da nicht für alle Lagerstättenteile die Voraussetzungen für Reserven nach dem JORC-Code erfüllt sind.

Revier	Ausbringen [%]	Gewinnbare Ressourcen [t]	Anteil der Lagerstätte [%]
Revier 7	40%	x	11%
Revier 6	40%	x	12%
Revier 5 Süd	40%	x	5%
Revier 5 Nord	50%	x	3%
Revier 4	50%	x	5%
Revier 3süd	50%	x	3%
Revier 3süd2	50%	x	4%
Revier 2nord	50%	x	0,5%
unterhalb Tagebau	25%	x	11%
Tagebau	90%	x	44%
Gesamte Lagerstätte	51%	x	100%

Tabelle 4: Gewinnbare Ressourcen

Die Verteilung der gewinnbaren Ressourcen ist wie folgt.

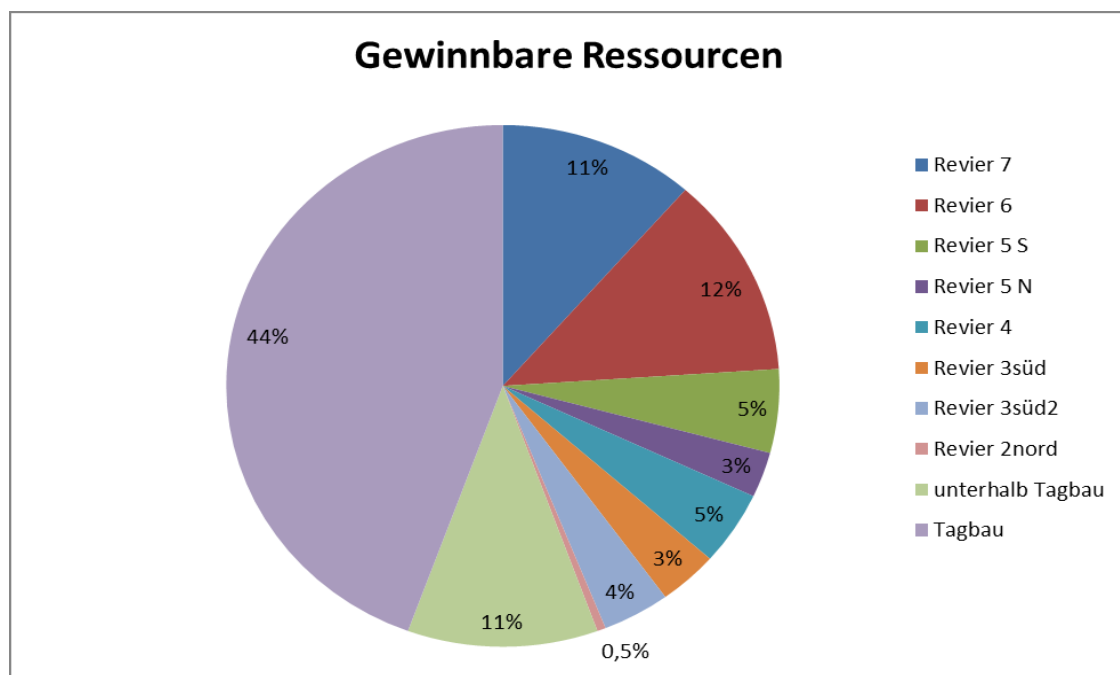


Abbildung 9: Verteilung der gewinnbaren Ressourcen

2.4.2 Produktion

Die Lagerstätte ist durch ein Schrägstrecken- und Wendelsystem aufgeschlossen. Die Hauptstrecke beginnt auf einer Seehöhe von 750 m und zieht sich bis in eine Tiefe von ca. 245 m. Der Magnesit wird in der Grube auf unterschiedlichen Niveaus in unterschiedlichen Revieren gewonnen.

Zunächst wird von der Wendel aus eine Strecke mit einem Profil von 3,5 x 6,5 m bis zum Erreichen des Nebengesteins vorgetrieben. Die Firste wird nach Bedarf mit Ankern gesichert. Der Großteil des untertägig gewonnenen Magnesits kommt aus den Revieren mit Hochabbau. Dabei wird durch Sprengen das Profil um 3,5 m auf eine Höhe von etwa 7 m erhöht.

In den unteren Revieren, wo die Überlagerung am größten ist, wurde aufgrund gebirgsmechanischer Eigenschaften die Abbaumethode auf Teilsohlenkammerbau geändert. Dabei werden zwei genau übereinanderliegende Strecken mit einem Abstand von 10 m aufgefahren. Die 10 m dicke Scheibe wird anschließend mittels Sprengarbeit hereingewonnen und die dabei entstehende Kammer vollständig versetzt.

(vgl. RHI 2011, S.7)

In der nachstehenden Tabelle sind die Jahresproduktionen der Reviere sowie der Anteil der jeweiligen Reviere an der jährlichen Gesamtproduktion angeführt. An dieser Stelle ist anzumerken, dass seitens der Fa. RHI danach gestrebt wird, die Grube gleichmäßig abzubauen, das heißt ein Drittel der Produktion soll aus dem Tagebau kommen, ein Drittel aus den oberen untertägigen Revieren und ein Drittel aus den unteren Revieren. Dies hat neben den Qualitätssteuerungsaspekten auch produktionspreisbezogene Motive.

Revier	3 Jahres Prod. [t]	Jahresprod. [t]	Anteil
Tagebau	321.000	107.000	24,88%
Revier II Nord und Hor. VI	165.000	55.000	12,79%
Revier III Süd und III Süd 2	234.000	78.000	18,14%
Revier III Süd - Nord	72.000	24.000	5,58%
Revier IV	132.000	44.000	10,23%
Revier V	126.000	42.000	9,77%
Revier VI	240.000	80.000	18,60%
Summe	1.290.000	430.000	100,00%

Tabelle 5: Produktion der Grube Breitenau (RHI(a) 2012, S. 16)

Aus der obenstehenden Tabelle können die folgenden Kennzahlen der Produktion errechnet werden:

Untertägige Produktion	323.000t / Jahr
Bei 250 Arbeitstagen pro Jahr	1292t / Tag
Bei 16 h pro Tag	80,75t / h

2.4.3 Förderung

Das hereingewonnene Material wird mittels Tiefschaufelladern auf Schwerlastkraftwagen geladen, die den Rohmagnesit zu unter Tage angeordneten Bunkerschächten transportieren. Nach Bestimmung der Qualität des vorliegenden Abschlages wird das Material nach Zerkleinerung durch den Primärbrecher über einen Gurtbandförderer durch den Augustinstollen ausgefördert und in der RMZ weiterverarbeitet. Die unterschiedlichen Förderdistanzen zu den untertägigen

Bunkerschächten sowie die relativen Förderkosten, bezogen auf die Förderkosten aus dem untersten Revier, sind in der nachstehenden Tabelle angeführt. Die Werte für das noch nicht aufgefahrenen Revier VII wurden extrapoliert. (vgl. RHI 2011, S.8)

Revier	SH [m]	Distanz zum Sturzschacht [m]	Förderspiel [m]	Förderleistung [t/BH]	Förderkosten [%]
Sturzschacht	670	0	0	0	0
III Süd 2	635	690	1580	87,7	26%
III Süd	595	950	2100	66,2	34%
IV	470	2040	4280	41,7	54%
V Nord	380	2805	5810	35,5	64%
V Süd	300	3530	7260	31,2	73%
VI	245	4200	8600	26,3	86%
(VII)	180	4870	9940	22,7	100%

Tabelle 6: Förderwege in der Grube Breitenau

Die in der Tabelle 6 angegebenen Förderkosten beziehen sich auf die SLKW Förderung bis zum untertägigen Sturzschacht. Für die Gesamtförderkosten ist noch der Förderkostenanteil der Förderanlage „Augustinstollen“ hinzuzuzählen. Das nachstehende Diagramm zeigt die revierbezogenen Förderdistanzen bis zum Sturzschacht.

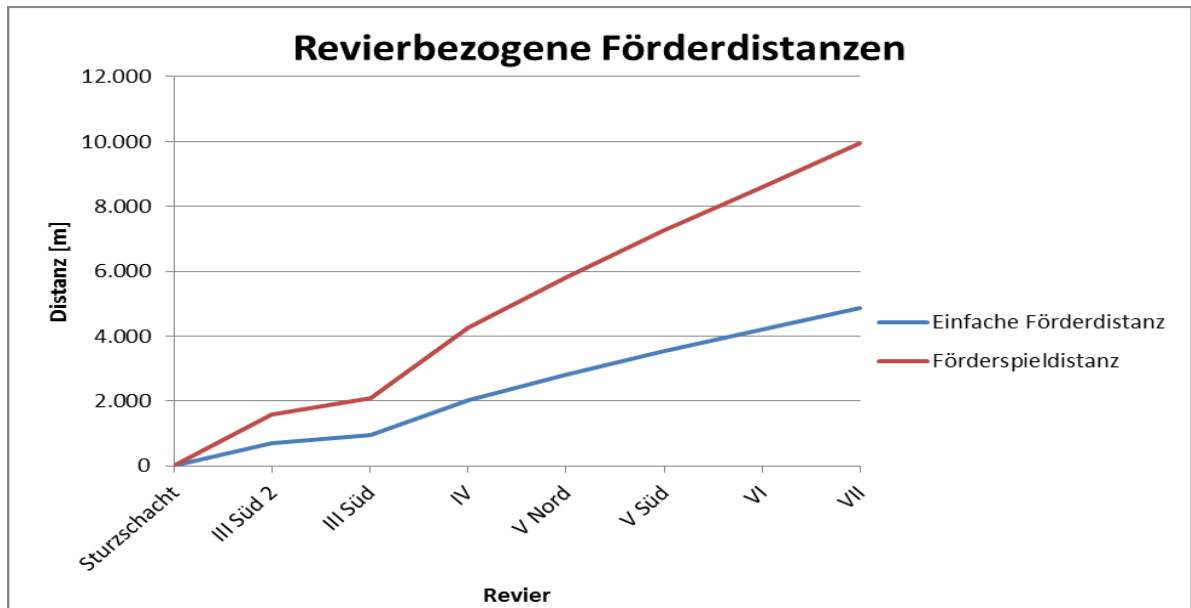


Abbildung 10: Darstellung der revierbezogenen Förderdistanzen

Vom Sturzschacht aus wird der Rohmagnesit, nach Zerkleinerung durch den Primärbrecher, mittels eines Gurtbandförderers durch den sogenannten „Augustinstollen“ ausgefördert. Die Kosten dieses Produktionsschrittes sind in der Kostenstelle RohmagnesitAusförderung zusammengefasst. Sie wurden wie schon die Förderkosten aus Datenschutzgründen relativiert, indem sie auf die maximalen Förderkosten, den Förderkosten aus dem untersten Revier, bezogen wurden.

Bezeichnung	Kosten [€]	Einheiten	Kostenbeitrag [%]
Personal	x	4.000 h	6 %
Strom	x	303.000 kWh	1 %
Werkstatt	x	274 h	0,6 %
Instandhaltung	x		5 %
Administration	x		1,4 %
Summe	x		14 %

Tabelle 7: Kostenstelle RohmagnesitAusförderung

Teilt man die Kostenstelle RohmagnesitAusförderung in die Bereiche „Förderband“ und „Zwischenlagerung & Brechen“ auf, wobei bei den Förderbandkosten nur

Energie sowie Wartung & Instandhaltung des Gurtbandförderers berücksichtigt werden, so ergeben sich für den Teilbereich „Förderband“ Kosten in der Höhe von 2,4 % der Förderkosten aus dem untersten Revier. Die Kosten für „Zwischenlagerung & Brechen“ inklusive der Personal- und Administrationskosten belaufen sich auf 11,6 %. Diese Kosten werden in der Folge „Fördergemeinkosten“ genannt.

2.4.4 Bewetterung

Die Wetterführung ist im größten Teil der Grube eine künstliche, die saugend erfolgt. In den oberen Revieren (II-Nord und Horizont VI) ist eine natürliche Bewetterung gegeben.

Die frischen Wetter kommen durch den Augustinstollen, den Wetterschacht II-Nord und durch die Schrägstollen VIII – X in das Grubengebäude. Diese Wetter werden im oberen Bereich zusammengeführt und ziehen über die Hauptwendel in die tieferen Reviere. Auf SH 611 m und 570 m werden sie jedoch wieder in je einen Zweigstrom für die Reviere III-Süd und IV geteilt. Die Reviere V und VI werden durch einen Ventilator auf SH 276 m mit Frischwettern versorgt. Die Abwetter führen durch ein Schacht- und Streckensystem bis zur Seehöhe 770, wo sie abgeführt werden. Unterhalb der SH 261 m wird durch eine Sonderbewetterung bewettert. Zur gezielten Verteilung der Wetter zu den Abbaubereichen sind bei den Einfahrten Horizont XII, Revier VI und Revier V Nord sowie SH 320 m Wettertore eingebaut bzw. werden je nach Abbaustand Sonderbewetterungsanlagen installiert. (vgl. RHI(a) 2012, S. 31)

2.4.5 Fluchtwegsituation

Als Fluchtweg dient derzeit ein System aus Treppengerüsten, das in den Wetterschächten, in denen die matten Wetter ausziehen, installiert ist. Der Fluchtweg ist also nicht mit Fahrzeugen befahrbar und auch die ausziehenden matten Wetter stellen in Notsituationen womöglich eine Gefahr dar.

3 Planung eines neuen Aufschlusses

In diesem Kapitel werden unterschiedliche Aufschlussarten vorgestellt, ihre Vor- und Nachteile angeführt und die Einflussgrößen, die die Wahl der Art des Aufschlusses beeinflussen, beschrieben.

3.1 Einflussgrößen

Tagesoberfläche

Die Einflussfaktoren aus den Verhältnissen der Tagesoberfläche sind insbesondere die Topographie und die Infrastruktur. Die Topographie ist maßgebend, da die Flexibilität der Ausrichtungsbaue im Hinblick auf ihren Ansatzpunkt unterschiedlich ist.

Lagerstättegegebenheiten

Der Einflussfaktor „Lagerstättegegebenheiten“ umfasst die Lagerstättenqualität, die Lagerstättenbonität, die Gebirgsverhältnisse in und um die Lagerstätte, sowie die Lagerstättenquantität.

Aufschlussart, hinsichtlich Neuaufschluss oder Anschlussaufschluss

Bei Anschlussaufschlüssen besteht die Möglichkeit den Aufschluss von unten nach oben herzustellen, was einen entscheidenden Einfluss auf die Auswahl der Ausrichtungsbaue haben kann.

Zeitbedarf für die Auffahrung und Einrichtung

Je nach Art des aufzufahrenden Zuganges variiert die für die Herstellung benötigte Zeitspanne, was wiederum die Wahl der Aufschlussart beeinflussen kann.

Betriebsgröße

Die Betriebsgröße berücksichtigt die Höhe der jährlichen Fördermenge und dies beeinflusst die Art des Aufschlusses, da dieser die einsetzbaren Fördersysteme bestimmt.

Sicherheit

In diesem Punkt muss zwischen Personen- und Betriebssicherheit unterschieden werden. In Bezug auf Personensicherheit betrifft dies vor allem die Möglichkeit der Befahrung des Aufschlusses als Fluchtweg. Wird von Betriebssicherheit gesprochen, betrifft dies die alternative Transport- und Fördermöglichkeit über einen Zugang bei Störungen.

Wetterführung

Die Wetterführung ist vor allem von Länge und freiem Querschnitt des Zuganges beeinflusst.

Stand der Technik

Der Stand der Technik bestimmt bei einem Vergleich alternativer Fördermethoden die relative Stellung der Fördereinrichtungen zueinander. Einen wichtigen Gesichtspunkt in diesem Zusammenhang stellen die Automatisierungsmöglichkeiten der Fördereinrichtungen dar.

(vgl. Moser 1989, S.12ff)

3.2 Aufschlussarten

Hier werden die prinzipiellen Aufschlussarten und deren Anwendungsbereich beschrieben.

3.2.1 Seigerer Schacht

Ein seigerer Schacht ist ein vertikaler Grubenbau mit meist kreisförmigem Querschnitt. Seigerschächte sind nach wie vor besonders im Kohlenbergbau die am weitesten verbreiteten Ausrichtungsbaue. Sie stellen vor allem bei größeren Teufen den schnellsten und direktesten Zugang zur Lagerstätte dar. Beim Durchteufen schlechter Gebirgszonen stellt die kürzere Länge einen entscheidenden Vorteil dar. Des Weiteren ist es möglich, große Wettermengen mit vergleichsweise geringem Energieaufwand direkt in die Grube zu bringen. Im Hinblick auf die Förderung gilt, dass mit voll automatisierten Förderanlagen auch bei großen Teufen hohe Förderungen erzielt werden können. (vgl. Moser 1989, S. 16f)

Für einen Schacht sprechen:

- Große Teufe
- Ungünstige Gebirgsverhältnisse
- Große Fördermengen
- Lange Lebensdauer
- Großer Wettermengenbedarf
- Kurze Zeit für die Seilfahrt im Falle großer Teufe
- Automatisierbarkeit
- Kleine Sicherheitspfeiler

(vgl. Moser 1989, S. 18).

3.2.2 Schrägstrecke

Eine Schrägstrecke ist eine Strecke, deren Neigung zwischen ca. 5 – 27% liegt. Schrägstrecken finden vor allem im Erzbergbau, aber auch im Kohlenbergbau Verwendung. (vgl. Moser 1989, S. 7f)

Häufig werden auch aus größeren Teufen Schrägstreckenverbindungen nach über Tage geführt, nicht als Grubenbaue für die Förderung, sondern für Material und Personenbeförderung, sowie für das Überstellen, Reparieren und Warten von Gleislosfahrzeugen. In erster Linie werden Schrägstrecken jedoch für eine zukünftige Bandförderung aufgefahren. (vgl. Moser 1989 S. 21f)

Für eine Schrägstrecke mit Bandförderung sprechen:

- Gute Gebirgsverhältnisse
- Große Fördermengen
- Ein relativ kleines Gebäude über Tage (im Vergleich zu einem Schacht)
- Kurze Zeitdauer bis zum Auffahrungsbeginn
- Keine Spezialarbeitskräfte erforderlich
- Schrittweiser Teufenaufschluss möglich
- Niedrige Förderbetriebskosten
- Geringer Energiebedarf in der Förderung
- Automatisierbarkeit der Förderanlage
- Überstellungsmöglichkeit für Fahrzeuge

(vgl. Moser 1989, S. 19).

3.2.3 Stollen

Stollen sind horizontale Strecken die nur sehr geringe bis keine Neigung aufweisen. Stehen Lagerstättenteile über der Talsohle an, so ist ein Sollen im Hinblick auf Auffahrung, Förderung und Wasserhaltung die vorteilhafteste Ausrichtungsvariante (vgl. Moser 1989, S.22).

4 Planungsgrundlagen der Variantenstudie

Im Folgenden werden die Grundlagen, auf denen die Planung, der für den Bergbau Breitenau entworfenen Varianten beruht, beschrieben.

4.1 Benötigte Querschnitte

Für Strecken mit Bandförderung wird von einer benötigten Breite von mindestens 3 m für die Fahrspur zuzüglich der jeweiligen Bandbreite des Gurtbandförderers sowie $2 * 0,3$ m Sicherheitsabstand zum Förderband, ausgegangen. Dies ergibt in Summe eine Mindestbreite von 4,4 m für eine Strecke. Die Mindesthöhe wird mit 3 m festgelegt. Der resultierende Mindestquerschnitt beträgt $13,2 \text{ m}^2$. (vgl. Moser 1989, S. 98)

Es wird in der Folge dennoch ein Querschnitt von 17 bzw. 24 m^2 geplant, da die Kostenerhöhung der Auffahrungskosten des etwas größeren Querschnittes nur ca. 7 bzw. 15 % ausmacht, die Vorteile bei Bewetterung und Befahrung von Strecken mit größerem Querschnitt jedoch wesentlich sind. Bei Varianten, die eine Kombination von Schacht und Strecke darstellen, wird mit einem Streckenquerschnitt von 17 m^2 gerechnet, bei reinen Streckenvarianten wird ein Querschnitt von 24 m^2 angenommen, um die Befahrbarkeit der Strecke mit allen unter Tage eingesetzten Geräten zu gewährleisten.

Der Mindestdurchmesser für Schächte, die für eintrummige Förderanlagen mit Förderleistungen von bis zu 200 t/h ausgelegt sind, beträgt 3,6 m. Es wird in der Folge von einem Ausbruchsdurchmesser von 4 m ausgegangen, was einem Ausbruchsquerschnitt von $12,6 \text{ m}^2$ entspricht. (vgl. Moser 1989, S. 67)

4.2 Bewertungsschema

Die möglichen Aufschlussvarianten werden mit Hilfe des folgenden Bewertungsschemas beurteilt: Es wird pro Position eine maximale Punktzahl von + 3 bzw. – 3 Punkten vergeben, wobei positive Punktezahlen für eine relative Vorteilhaftigkeit gegenüber der derzeitigen Situation stehen und negative Punktezahlen für eine Verschlechterung.

Bewertet werden die Punkte:

Personensicherheit

Die Bewertung der Veränderung der Personensicherheit erfolgt an Hand der Abschätzung der Eignung als Fluchtweg. Diese ergibt sich aus der Befahrbarkeit des Zuganges in Notsituationen, bei Brand oder Stromausfall, sowie aus der Länge und Dauer der Befahrung bis zu einem sicheren Punkt an der Tagesoberfläche.

Betriebssicherheit

Unter dem Punkt Betriebssicherheit wird die Auswirkung eines unterwarteten Zwischenfalls oder einer Störung auf den Gewinnungs- und Förderbetrieb bewertet.

Qualitätssteuerung

Die Bewertung des Neuaufschlusses hinsichtlich der Beeinflussung der Qualitätssteuerung erfolgt als Funktion der Notwendigkeit der Bunkerauffahrung zur Zwischenlagerung, der Anzahl der Überstationen und der Länge des Förderweges.

Laufende Kosten

Die Bewertung der Kosten im laufenden Betrieb erfolgt aus der Abschätzung voraussichtlicher Förder- und Betriebskosten der neuen Anlage, sowie der Kosten für Wartung und Instandhaltung des Fördersystems, als auch für Streckenerhaltung

Investitionskosten

Es wird die Höhe der Investition, die für den Neuaufschluss benötigt wird, bewertet. Die Kosten setzen sich aus den überschlagsmäßig abgeschätzten Auffahrungskosten des Zuganges und den Kosten des Fördersystems bis zur RMZ zusammen.

Sonstiges

Unter dem Punkt „Sonstiges“ werden Parameter wie die Verbesserung der Bewetterungssituation, sowie die Möglichkeiten des Material- und Personentransports beurteilt.

Die Bewertung der Veränderung der Bewetterungssituation erfolgt auf Basis der Länge und des Querschnittes des neuen Zuganges. Für die Beurteilung der Eignung zum Material- und Personentransport sind die ausschlaggebenden Parameter die Befahrbarkeit mit Fahrzeugen sowie Querschnitt und Art des Zuganges.

4.3 Grundlagen für die Kostenabschätzung

Als Grundlage für die Kostenabschätzung dienen Werte der Fa. ÖSTU-STETTIN. Diese wurden durch Auswertung vergleichbarer Projekte ermittelt.

4.3.1 Strecke

Für die Abschätzung der Herstellungskosten einer Strecke wird von einem Vortriebsfortschritt von 7 m pro Tag ausgegangen. Die Einzelpositionen werden mit den in der Tabelle angegebenen Kosten angenommen:

Baustelleneinrichtung (Investition)	20.000	€
Baustelleneinrichtung + Räumung	40.000	€
Lohnkosten	50	€ / Mann und Stunde
Sprengstoff + Energie + div.	25	€ / m ³ Ausbruch
Spritzbeton + Baustahlgitter	30	€ / m ² Oberfläche
Anker	50	€ / m Strecke
Gerät	45.000	€ / Monat
Zeitgebundene Kosten für Poliere	12.000	€ / Mann und Monat
Zeitgebundene Kosten für Bauleiter	13.000	€ / Mann und Monat
Gemeinkosten	+ 10 %	Der Summe der Positionen

Tabelle 8: Grundlagen der Kostenabschätzung für Streckenauffahrungen

Der Einfluss der Steigung auf die Auffahrungskosten wird wie folgt berücksichtigt:

Steigung	Faktor der Kostenerhöhung
<10%	1,0
10-13%	1,1
13-16%	1,2
17-27%	1,5

Tabelle 9: Einfluss der Steigung auf die Kosten der Streckenauffahrung

Als Grenze der Steigung von Strecken wird 27 % angenommen. Ab dieser Steigung sind sie nur mehr bedingt für Gurtbandförderanlagen geeignet und

eignen sich auch schlechter als Fluchtweg. Des Weiteren ist mit hohen Zusatzkosten bei der Herstellung zu rechnen.

4.3.2 Schacht

Für die Abschätzung der Herstellungskosten eines Schachtes wird von einem Vortriebsfortschritt von 3 m pro Tag ausgegangen. Die Einzelpositionen werden mit den in der Tabelle angegebenen Kosten angenommen.

Baustelleneinrichtung (Investition)	100.000	€
Baustelleneinrichtung + Räumung	50.000	€
Lohnkosten	50	€ / Mann und Stunde
Sprengstoff + Energie + div.	25	€ / m ³ Ausbruch
Spritzbeton + Baustahlgitter	39	€ / m ² Oberfläche
Anker	50	€ / m Strecke
Gerät	21.250	€ / Monat
Zeitgebundene Kosten für Poliere	12.000	€ / Mann und Monat
Zeitgebundene Kosten für Bauleiter	13.000	€ / Mann und Monat
Gemeinkosten	+ 10 %	Der Summe der Positionen

Tabelle 10: Grundlagen der Kostenabschätzung für Schachtabteufungen

4.4 Förderanlagenauslegung

Für die Förderung in der neuen Strecke wurde eine Gurtbandförderanlage nach DIN 22101 ausgelegt, die Berechnung befindet sich im Anhang auf Seite I. Dabei ergibt sich bei einer Gurtbreite von 800 mm eine theoretische Förderleistung von über 400 t/h. Selbst unter Berücksichtigung eines Füllgrades von 80 % und eines Reduktionsfaktors auf Grund der Steigung beträgt die Förderleistung mehr als die von der Fa. RHI geforderten 250 t/h. Die Kosten eines solchen Gurtbandförderers wurden mit 1500 €/m geschätzt.

Für die Förderung im Schacht wurde eine Skipanlage mit einer Förderleistung von 200 t/h (nach Moser1989, S. 63 ff) ausgelegt. Die Investitionskosten einer solchen Anlage wurden nach folgender Formel berechnet:

$$K_{\text{Anl}} = 1036500 * (L_{\text{Sch}})^{0,32932} * (FL)^{0,33508}$$

K_{Anl}Anlagekosten

L_{Sch}Länge des Schachtes

FLFörderleistung.

Für die obertägige Förderung wurde mit einem RopeCon-System der Firma Doppelmayr geplant. Der RopeCon transportiert das Material auf einem mit seitlichen Wellkanten versehenen Flachgurt. Der Gurt dient als Zugelement und wird an den Endpunkten über eine Trommel angetrieben bzw. umgelenkt. Er ist in regelmäßigen Abständen an Achsen befestigt, die den Gurt tragen. An beiden Enden der Achsen sind Laufräder angebracht. Diese fahren auf fix abgespannten Tragseilen und führen den Gurt. Die Tragseile werden mittels Stützen vom Boden abgehoben. Das System überquert problemlos Hindernisse wie tiefe Täler oder Straßen und ist somit sehr gut für die Anwendung in diesem Fall geeignet. (vgl. Doppelmayr 2013)

Die Kosten eines solchen Systems wurden mit 2000 €/m angenommen.

4.5 Mögliche Anschlusspunkte

Auf Grund der vorliegenden Topographie und der Lage des Untertagebaues kommen die Folgenden übermäßigen Anschlusspunkte in Frage:

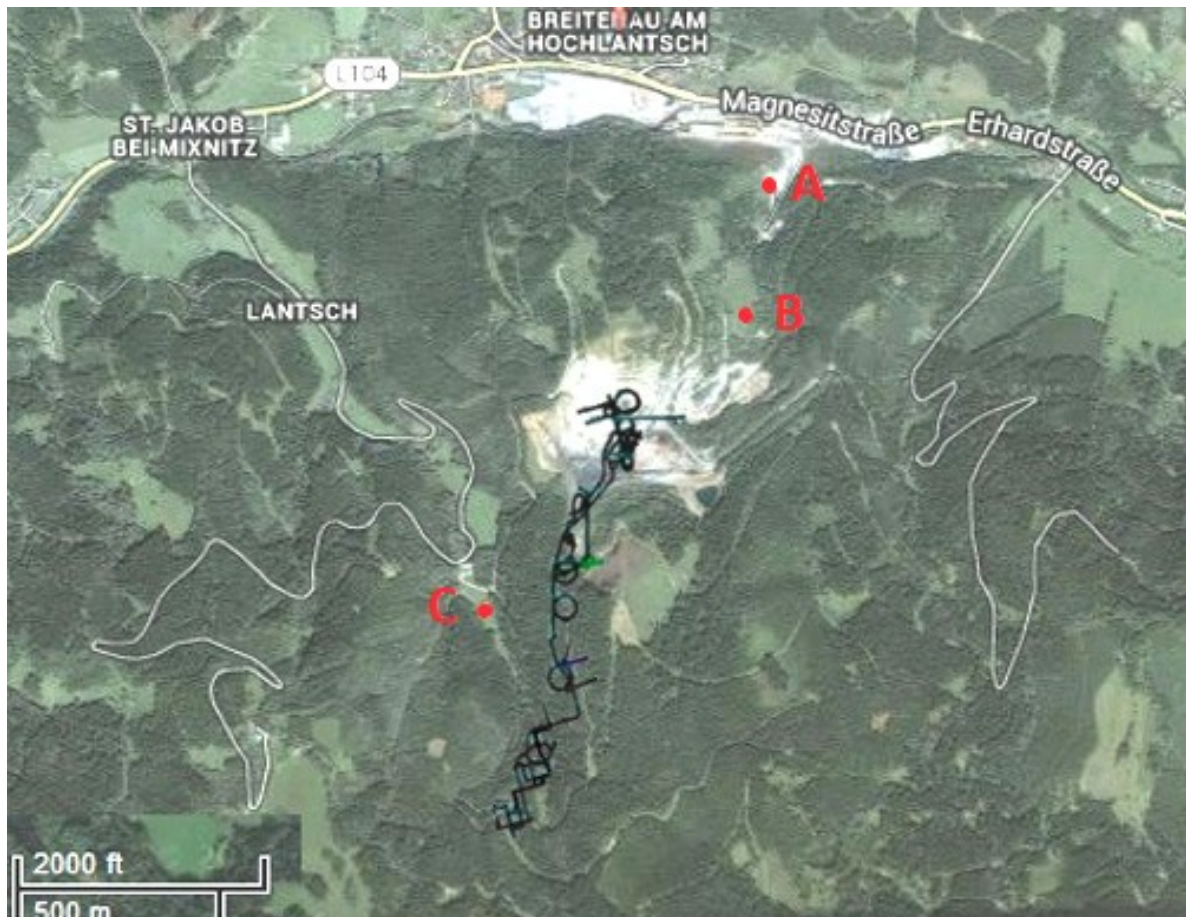


Abbildung 11: Mögliche Anschlusspunkte für den Neuaufschluss über Tage

Der Punkt A liegt direkt bei der RMZ, dies steht für Rohmagnesitzerkleinerungsanlage, in der der gewonnene Magnesit nach der Ausförderung durch den Augustinstollen ein weiteres Mal gebrochen wird. Diese Anlage soll an ihrem jetzigen Standort verbleiben. Ein Anschluss eines Neuaufschlusses an diesen Punkt stellt somit die direkteste Fördervariante dar. Die Punkte B und C liegen jeweils im Bereich der Überschar der Grube Breitenau und sind an Stellen mit möglichst kurzer zu überwindender horizontaler Distanz

und geringer Überlagerung situiert. Die weitere Förderung zur RMZ erfolgt über Tage.

Die Wahl des optimalen Ansatzpunktes des Aufschlusses unter Tage erfolgt variantenabhängig zu einem späteren Zeitpunkt. In einem ersten Schritt wird der Ansatzpunkt unter Tage im Revier V Süd, SH 320 m, angenommen.

5 Variantenstudie

Im Folgenden werden neben der Variante 0, die die Fortsetzung der Wendel betrachtet, acht mögliche Aufschlussvarianten sowie ihre Vor- und Nachteile und deren Anwendbarkeit im speziellen Fall diskutiert.

5.1 Variante 0

Die Variante 0 stellt die Fortführung des jetzigen Wendelsystems dar. Es wird auf einen zusätzlichen Aufschluss nach über Tage verzichtet. Die Förderung des gesamten gewonnenen Gutes erfolgt weiterhin mit SLKWs zu dem untertägigen Bunkersystem und über den Augustinstollen zur Rohmagnesitzerkleinerungsanlage, in der weiteren Folge kurz RMZ genannt.

5.1.1 Bewertung

Parameter	Bewertung	Bemerkung
Personensicherheit	-1	Langer Fluchtweg
Betriebssicherheit	-1	Abhängigkeit von der Wendel
Qualitätssteuerung	0	Unverändert
Laufende Kosten	-1	Lange Förderdistanz
Investitionskosten	3	Keine Investition
Sonstiges	0	
Summe	0	

Tabelle 11: Bewertung der Variante 0

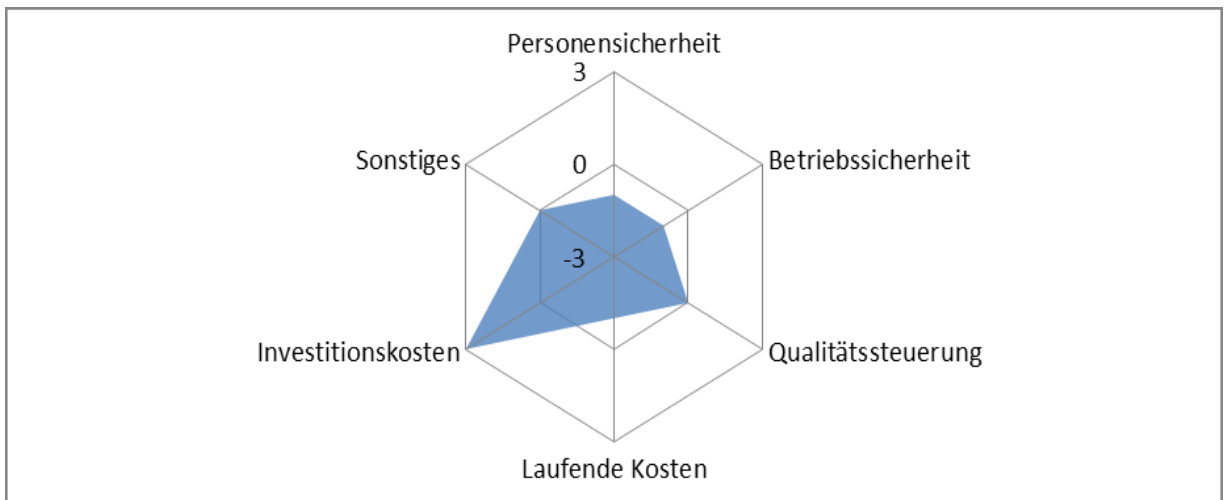


Abbildung 12: Darstellung der Bewertung der Variante 0

5.1.2 Fazit

Die Stärken der Variante 0 sind vor allem bei den Auffahrungskosten sowie bei der Gebirgsunabhängigkeit zu sehen, da die Wendel weiterhin in der Lagerstätte aufgefahren wird. Auch ist das derzeitige Qualitätsmanagementsystem gut eingespielt und es gibt nur den Übergabepunkt im Bunkersystem.

Die Schwächen sind eine lange Förderstrecke bis zur RMZ, sowie die Kosten im laufenden Betrieb. Ebenso besteht eine Abhängigkeit von der Wendel in Bezug auf Förderung, als auch bei Material- und Personentransport.

5.2 Variante 1

Bei der Variante 1 wird eine durchgehende Schrägstrecke ausgehend vom Anschlusspunkt unter Tage bis zur RMZ (Punkt A) aufgeföhren. Die Variante sieht eine Strecke mit einem Querschnitt von 24 m² vor. Die Föhderung erfolgt mit SLKWs zu einem neuen Sturzbunkersystem für die unteren Reviere und über einen Gurtbandföhrenderer zur RMZ.

Art:	Strecke
Start:	Revier V Süd SH 320 m
Ende:	RMZ SH 670 m (Pkt. A)
Horizontale Distanz:	1850 m
Vertikale Distanz:	350 m
Steigung:	~19%
Länge Strecke:	1883 m

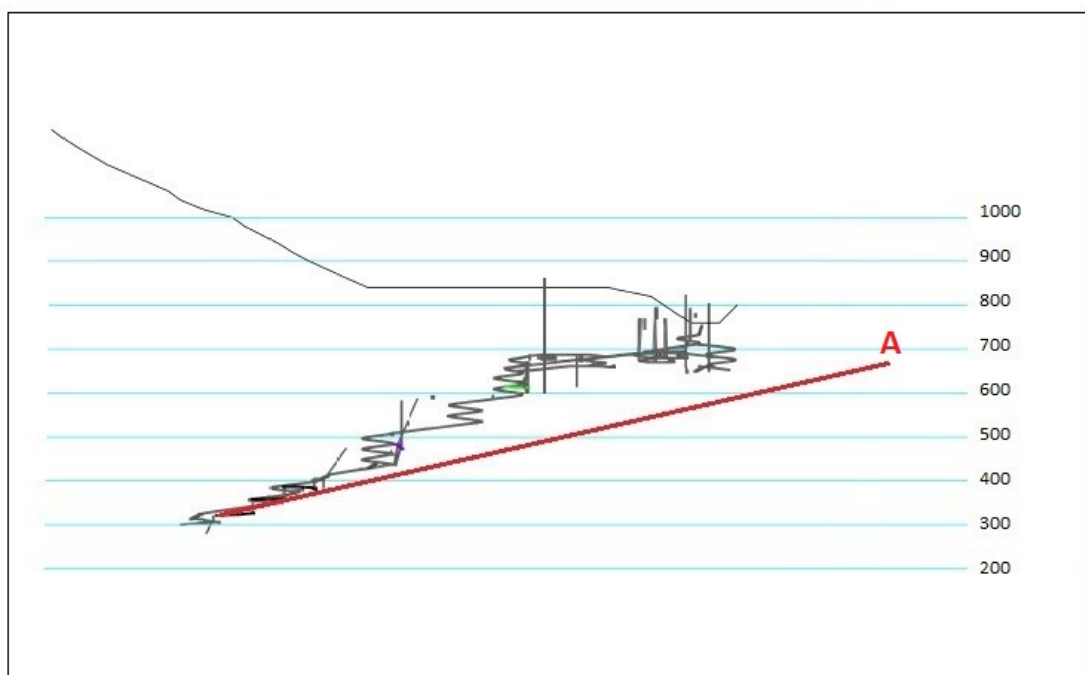


Abbildung 13: Skizze der Variante 1

5.2.1 Bewertung

Parameter	Bewertung	Bemerkung
Personensicherheit	3	Gute Befahrbarkeit
Betriebssicherheit	3	Alternative Förderstrecke
Qualitätssteuerung	0	Unverändert
Laufende Kosten	2	Kurze Förderdistanz
Investitionskosten	-2	Hohe Auffahrungskosten
Sonstiges	2	Großer Querschnitt
Summe	8	

Tabelle 12: Bewertung der Variante 1

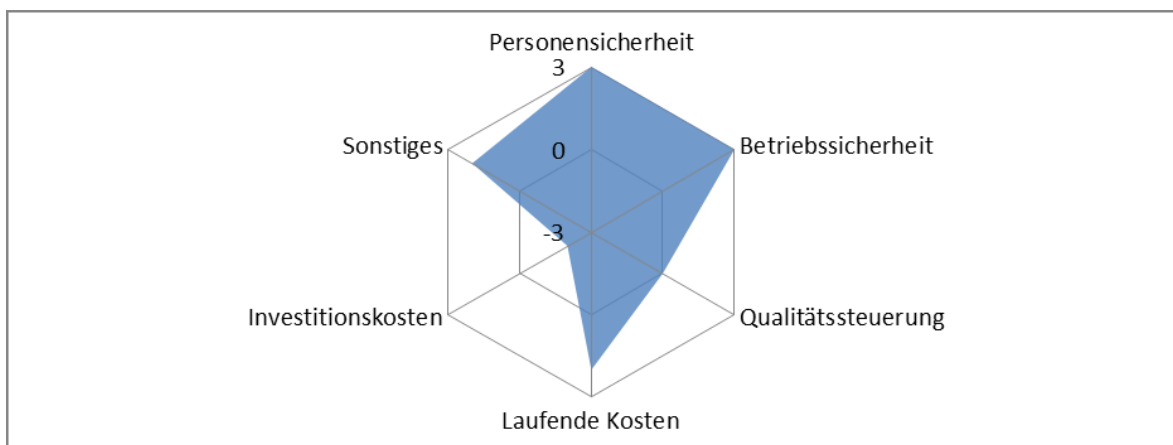


Abbildung 14: Darstellung der Bewertung der Variante 1

5.2.2 Fazit

Die Stärken der Variante 1 liegen in der direkten Förderung, dem einfachen Fördersystem und darin, dass nach Aufgabe auf das Förderband keine Übergabestellen bis zur RMZ notwendig sind. Des Weiteren kann mit dieser Strecke ein guter Fluchtweg, sowie ein guter Zugang in Bezug auf Material- und Personentransport geschaffen werden. Der große Querschnitt begünstigt die

Bewetterung und stellt auch einen alternativen Fahrweg für die unter Tage eingesetzten Geräte dar.

Die Schwächen liegen in der langen aufzufahrenden Strecke in schlechterem Gebirge und den damit verbundenen hohen Auffahrungskosten.

5.3 Variante 2

Bei der Variante 2 wird eine Strecke mit ca. 10 % Steigung bis unter den Punkt B im Tagbaubereich aufgefahren und ein vertikaler Schacht von der Oberfläche bis zu diesem Punkt abgeteuft. Als Fördersystem sind ein Gurtbandförderer in der Strecke, sowie eine Skipanlage im Schacht vorgesehen.

Art:	Strecke + Schacht
Start:	Revier V Süd SH 320 m
Ende:	TB Etage 9 SH 725 m (Pkt. B)
Horizontale Distanz:	1500 m
Vertikale Distanz:	405 m
Steigung:	10 %
Länge Strecke:	1507 m
Länge Schacht:	255 m

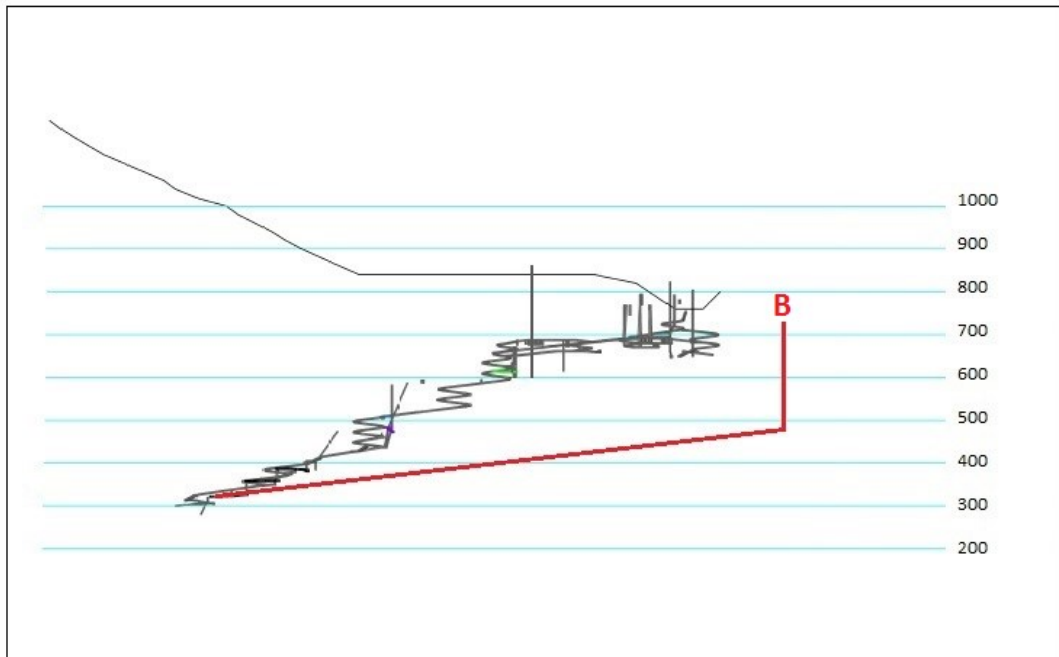


Abbildung 15: Skizze der Variante 2

5.3.1 Bewertung

Parameter	Bewertung	Bemerkung
Personensicherheit	1	Zweiter Fluchtweg
Betriebssicherheit	1	Alternativer Förderweg
Qualitätssteuerung	-2	Zwei Übergabestationen
Laufende Kosten	-1	
Investitionskosten	-2	Teure Strecke & Schachtanlage
Sonstiges	1	
Summe	-2	

Tabelle 13: Bewertung der Variante 2

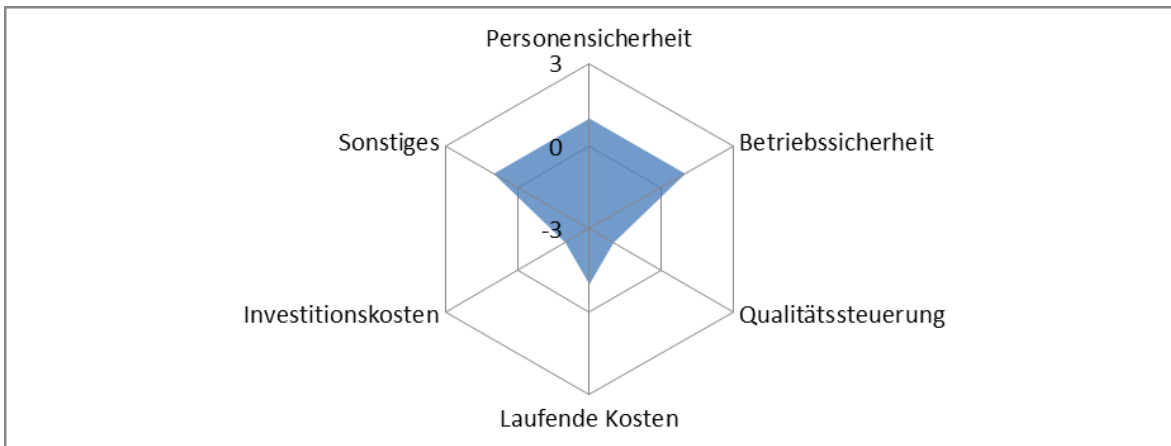


Abbildung 16: Darstellung der Bewertung der Variante 2

5.3.2 Fazit

Diese Variante bietet in keinem Bereich eine überzeugende Stärke.

Schwächen sind die vielen Übergabestationen, die daraus resultierenden Nachteile bei der Qualitätssteuerung und die hohen Auffahrungs- und Fördersystemkosten.

5.4 Variante 3

Es wird eine Schrägstrecke vom untertägigen Anschlusspunkt bis zum Punkt B im Tagebaubereich nach über Tage aufgeföhren. Diese Strecke hat eine Steigung von 27 %, was die Maximalsteigung des vorgesehenen Gurtbandförderers ist. Ober Tage erfolgt die Förderung bis zur RMZ mit einem RopeCon-System.

Art:	Strecke
Start:	Revier V Süd SH 320 m
Ende:	TB Etage 9 SH 725 m (Pkt. B)
Horizontale Distanz:	1500 m

Variantenstudie

Vertikale Distanz: 405 m

Steigung: 27 %

Länge Strecke: 1554 m

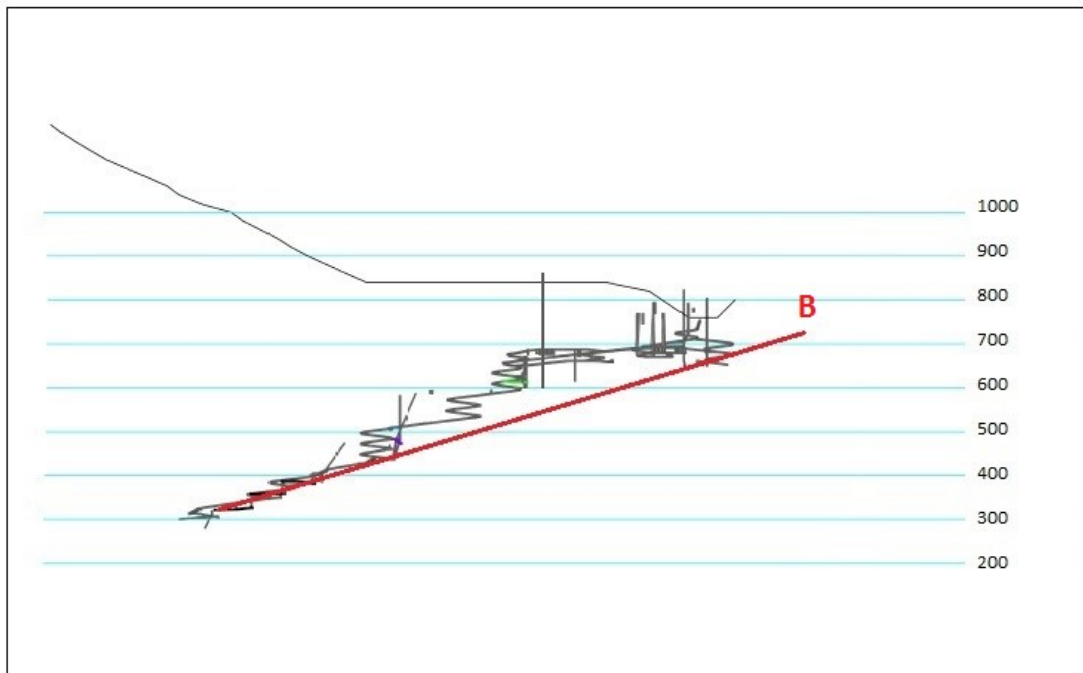


Abbildung 17: Skizze der Variante 3

5.4.1 Bewertung

Parameter	Bewertung	Bemerkung
Personensicherheit	2	Kurzer Fluchtweg
Betriebssicherheit	2	Alternativer Förderweg
Qualitätssteuerung	-1	
Laufende Kosten	1	
Investitionskosten	-2	Teure Streckenauffahrung
Sonstiges	2	
Summe	4	

Tabelle 14: Bewertung der Variante 3

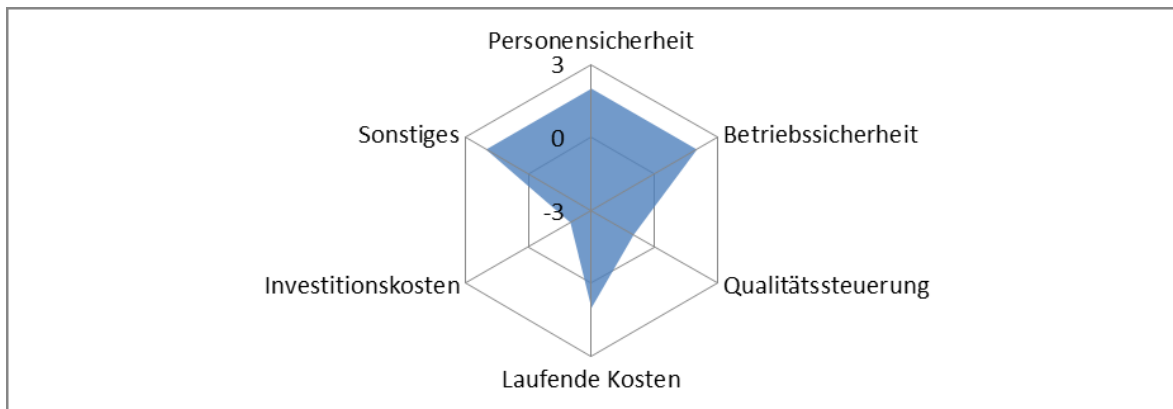


Abbildung 18: Darstellung der Bewertung der Variante 3

5.4.2 Fazit

Die Stärke dieser Variante liegt vor allem in der kurzen Förderstrecke zur RMZ. Dadurch eignet sich der Aufschluss auch gut zur Bewetterung, ebenso ist das Fördersystem relativ einfach.

Die Schwächen sind, dass auf Grund der starken Neigung der Strecke die einfache Befahrung in Frage gestellt werden muss und somit die Eignung als Fluchtweg, sowie für den Material- und Personentransport überdacht werden muss. Auch sind die Auffahrungskosten für derart steil geneigte Strecken enorm hoch.

5.5 Variante 4

Die Variante 4 stellt eine direkte Verbindung durch einen vertikalen Schacht vom Revier V Süd nach über Tage dar. Die Förderung im Schacht erfolgt mit einer Skipanlage, über Tage mit einem RopeCon-System

Art: Schacht
 Start: Revier V Süd SH 320 m
 Ende: Hochlantsch SH 1000 m
 Horizontale Distanz: 0 m
 Vertikale Distanz: 680 m
 Länge Schacht: 680 m

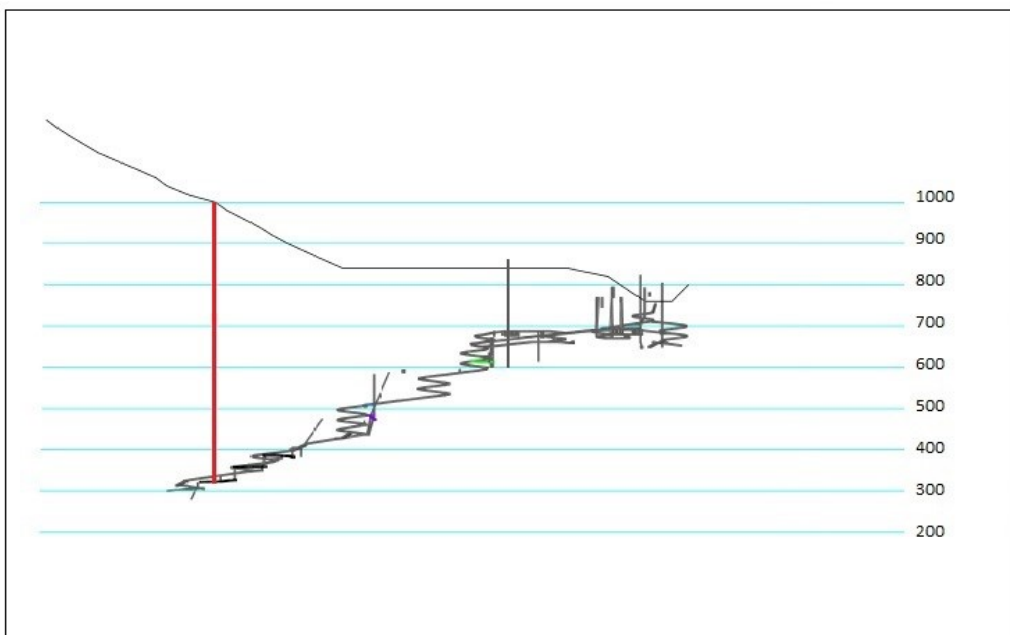


Abbildung 19: Skizze der Variante 4

5.5.1 Bewertung

Parameter	Bewertung	Bemerkung
Personensicherheit	2	Guter Fluchtweg
Betriebssicherheit	1	
Qualitätssteuerung	-1	
Laufende Kosten	2	
Investitionskosten	-1	
Sonstiges	1	
Summe	4	

Tabelle 15: Bewertung der Variante 4

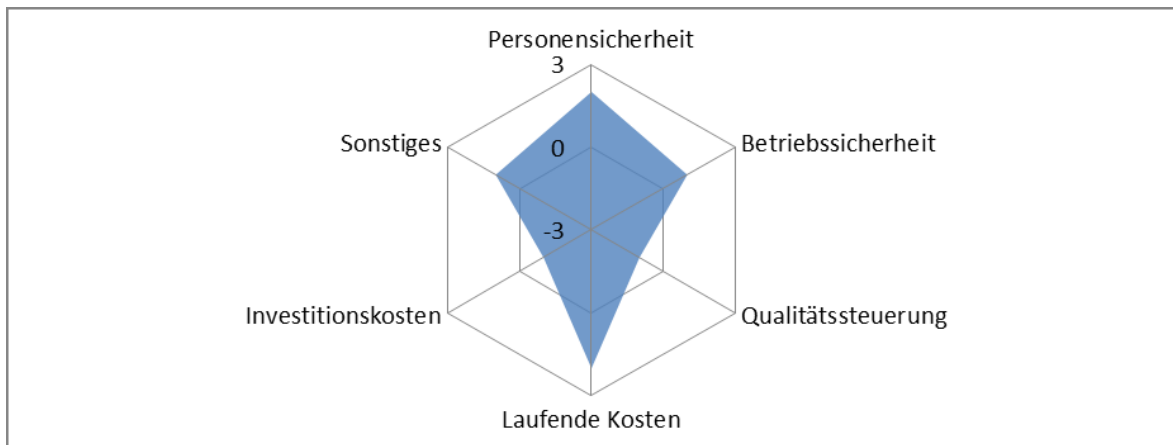


Abbildung 20: Darstellung der Bewertung der Variante 4

5.5.2 Fazit

Die Stärken der Variante 4 liegen in der geringeren Gebirgsabhängigkeit von Schächten im Gegensatz zu Strecken und in der sehr guten Eignung als Fluchtweg auf Grund der direkten Verbindung nach über Tage. Ebenfalls sind durch die relativ kurze Distanz nach über Tage die Kosten für das Abteufen überschaubar.

Schwächen sind jedoch die hohen Fördersystemkosten für Skipanlagen, sowie der schwierigere Materialtransport in Schächten.

5.6 Variante 5

Bei der Variante 5 wird eine Strecke mit einer Steigung von 10 % vom untertägigen Anschlusspunkt bis unter den Anschlusspunkt C im Wöllingergraben vorgetrieben. Die vertikale Verbindung erfolgt durch einen Schacht. Fördersysteme sind ein Gurtbandförderer in der Strecke, eine Skipanlage im Schacht und eine RopeCon-System über Tage.

Variantenstudie

Art:	Strecke + Schacht
Start:	Revier V Süd SH 320 m
Ende:	Wöllingergraben SH 770 m (Pkt. C)
Horizontale Distanz:	650 m
Vertikale Distanz:	450 m
Steigung:	10 %
Länge Strecke:	653 m
Länge Schacht:	385 m

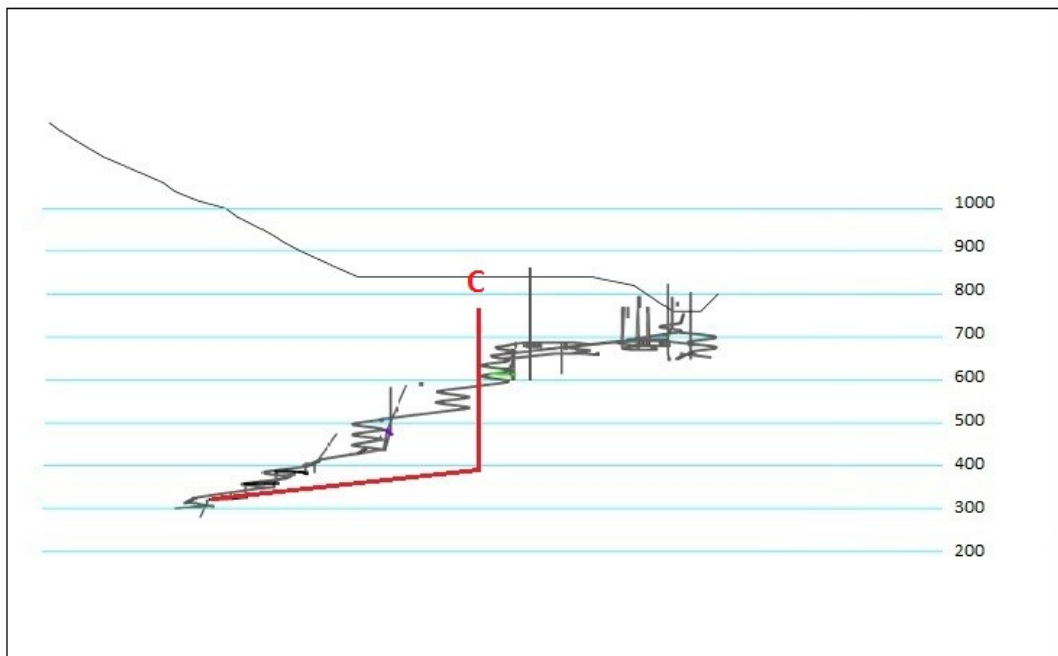


Abbildung 21: Skizze der Variante 5

5.6.1 Bewertung

Parameter	Bewertung	Bemerkung
Personensicherheit	1	
Betriebssicherheit	1	
Qualitätssteuerung	-2	Viele Übergabestationen
Laufende Kosten	1	
Investitionskosten	-2	Teures Fördersystem
Sonstiges	2	
Summe	1	

Tabelle 16: Bewertung der Variante 5

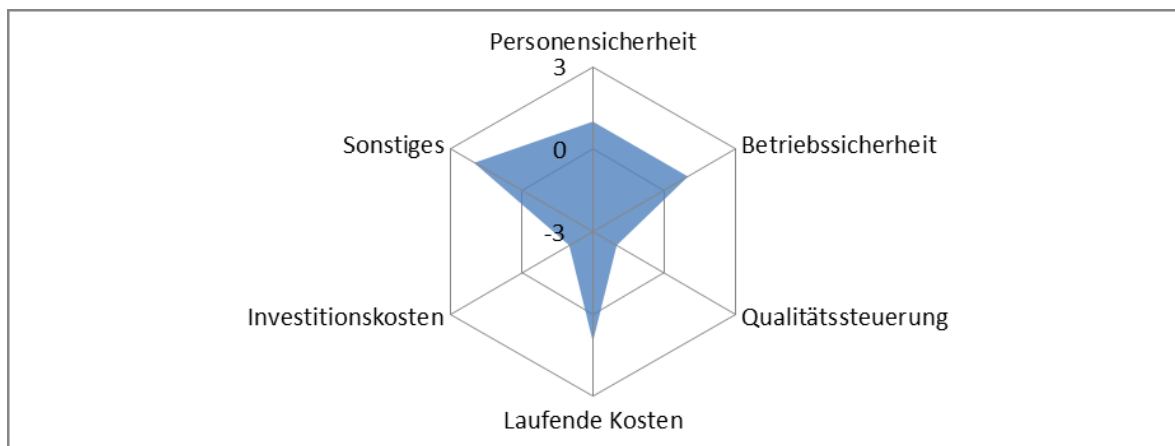


Abbildung 22: Darstellung der Bewertung der Variante 5

5.6.2 Fazit

Die Stärken dieser Variante sind relativ kurze Streckenlängen unter Tage und die daraus resultierenden niedrigeren Auffahrungskosten.

Schwächen sind jedoch die lange obertägige Förderung, die große Anzahl an Übergabestationen und die aufgrund dieser Faktoren schwierigere Qualitätssteuerung. Ebenso sind die Fördersystemkosten bei dieser Variante sehr hoch.

5.7 Variante 6

Es wird vom Anschlusspunkt unter Tage eine horizontale Strecke bis unter den Anschlusspunkt A aufgeföhren, die vertikale Verbindung erfolgt durch einen Schacht. Die vorgesehenen Föhdersysteme sind ein Gurtbandföhderer in der Strecke und eine Skipanlage im Schacht.

Art:	Strecke + Schacht
Start:	Revier V Süd SH 320 m
Ende:	RMZ SH 670 m (Pkt. A)
Horizontale Distanz:	1850 m
Vertikale Distanz:	350 m
Steigung:	0 %
Länge Strecke:	1850 m
Länge Schacht:	350 m

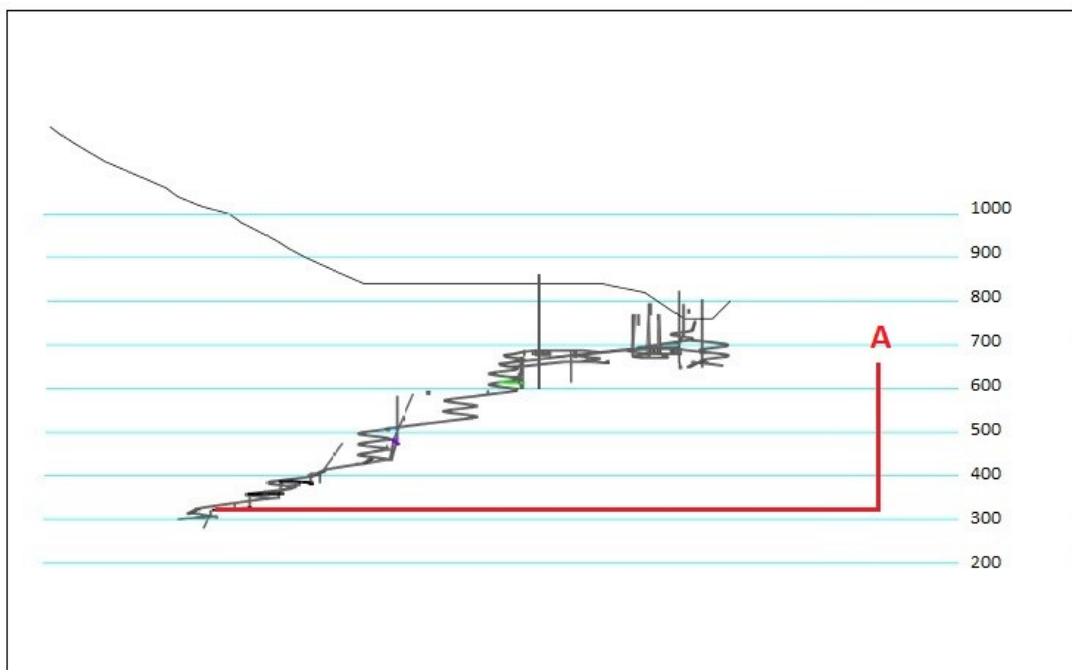


Abbildung 23: Skizze der Variante 6

5.7.1 Bewertung

Parameter	Bewertung	Bemerkung
Personensicherheit	2	
Betriebssicherheit	1	
Qualitätssteuerung	-1	
Laufende Kosten	1	
Investitionskosten	-3	Teuerste Variante
Sonstiges	2	
Summe	2	

Tabelle 17: Bewertung der Variante 6

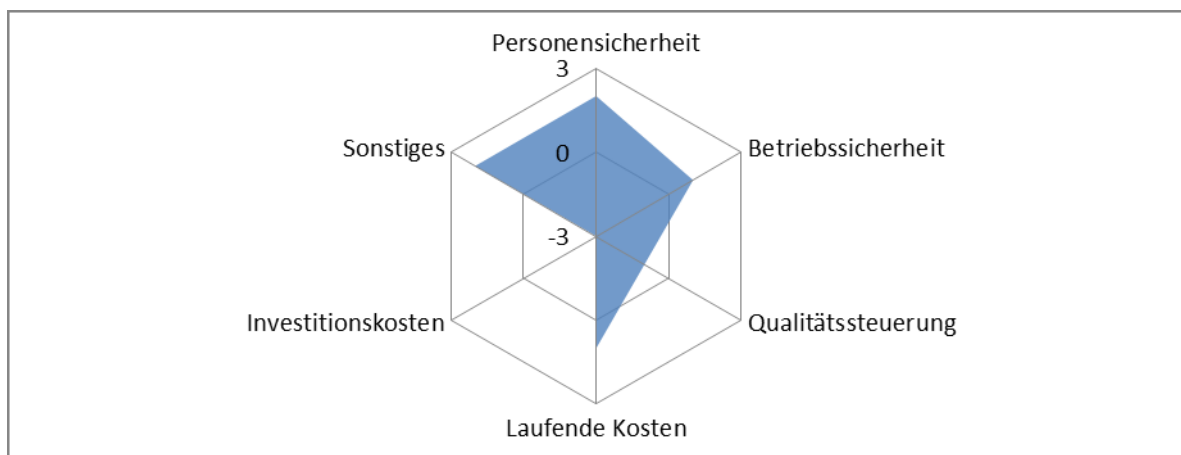


Abbildung 24: Darstellung der Bewertung der Variante 6

5.7.2 Fazit

Die Variante 6 hat keine wesentlichen Stärken, lediglich die relativ kurze Förderstrecke bis zur RMZ ist zu erwähnen.

Schwächen sind die Streckenlänge unter Tage, die daraus resultierenden hohen Auffahrungskosten, der schwierige Material- und Personentransport, sowie der lange Fluchtweg.

5.8 Variante 7

Wie schon bei Variante 4 erfolgt auch bei Variante 7 eine direkte Verbindung durch einen Schacht nach über Tage. Lediglich der Ansatzpunkt unter Tage ist ein anderer. Die Förderung im Schacht erfolgt wiederum mit einer Skipanlage, die Förderung über Tage mit einem RopeCon-System.

Art:	Schacht
Start:	Revier V Nord SH 400 m
Ende:	Hochlantsch SH 875 m
Horizontale Distanz:	0 m
Vertikale Distanz:	475 m
Länge Schacht:	475 m

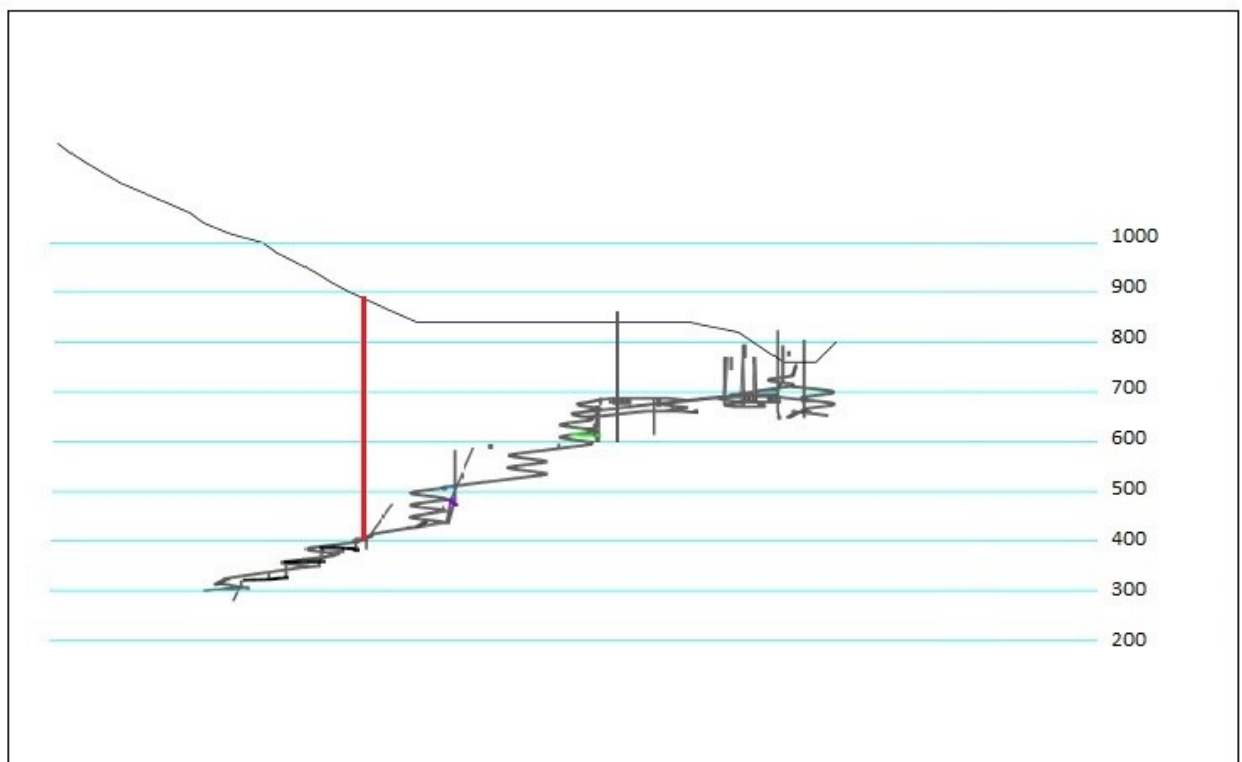


Abbildung 25: Skizze der Variante 7

5.8.1 Bewertung

Parameter	Bewertung	Bemerkung
Personensicherheit	2	Guter Fluchtweg
Betriebssicherheit	1	
Qualitätssteuerung	-1	
Laufende Kosten	2	
Investitionskosten	-1	
Sonstiges	1	
Summe	4	

Tabelle 18: Bewertung der Variante 7

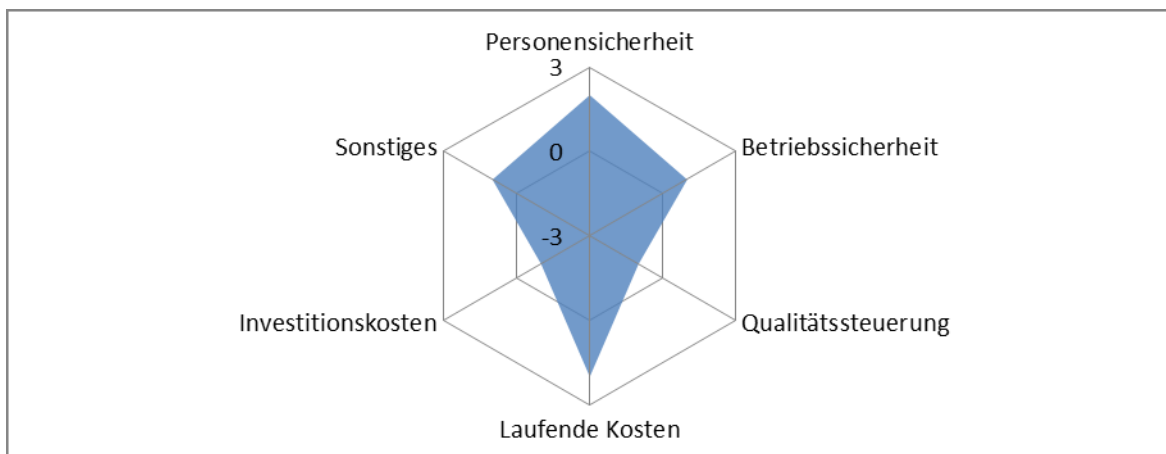


Abbildung 26: Darstellung der Bewertung der Variante 7

5.8.2 Fazit

Die Stärken der Variante 7 liegen wie schon bei Variante 4 in der geringeren Gebirgsabhängigkeit von Schächten im Gegensatz zu Strecken und in der sehr guten Eignung als Fluchtweg auf Grund der direkten Verbindung nach über Tage. Auch sind durch die relativ kurze Distanz nach über Tage die Kosten für das abteufen überschaubar.

Schwächen sind jedoch die hohen Fördersystemkosten für Skipanlagen, sowie der schwierigere Materialtransport in Schächten.

5.9 Variante 8

Bei der Variante 8 wird ein Blindschacht aufgefahren. Dessen Kopfpunkt wird durch eine Strecke mit dem Anschlusspunkt C im Wöllingergraben verbunden. Fördersysteme sind ein Gurtbandförderer in der Strecke, eine Skipanlage im Schacht und eine RopeCon-System über Tage.

Art:	Schacht + Strecke
Start:	Revier VI West SH 260 m
Ende:	Wöllingergraben SH 770 m (Pkt. C)
Horizontale Distanz:	800 m
Vertikale Distanz:	520 m
Steigung:	10 %
Länge Strecke:	804 m
Länge Schacht:	440 m

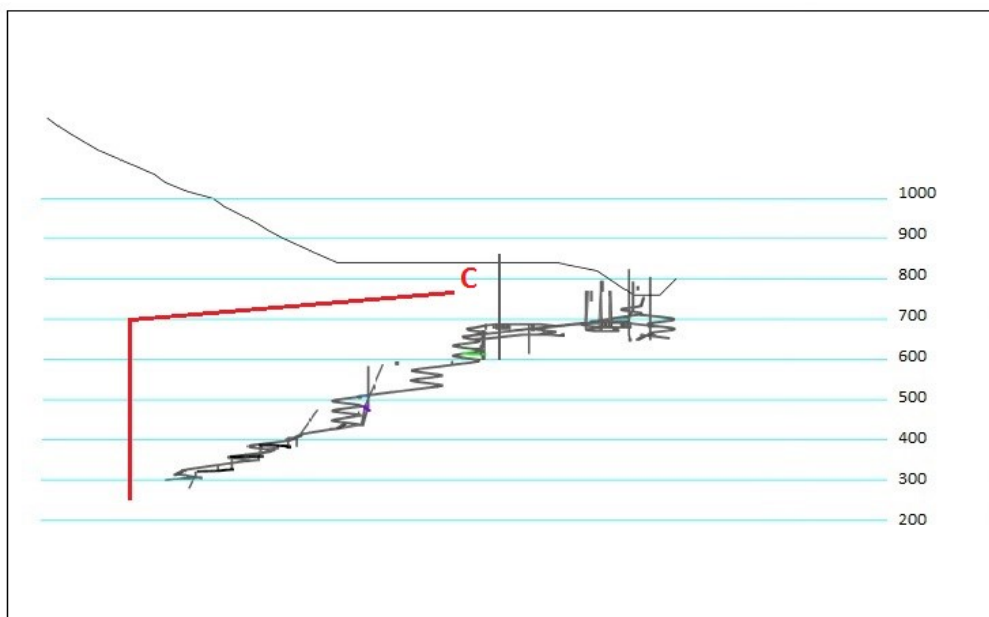


Abbildung 27: Skizze der Variante 8

5.9.1 Bewertung

Parameter	Bewertung	Bemerkung
Personensicherheit	1	
Betriebssicherheit	1	
Qualitätssteuerung	-2	Viele Übergabestationen
Laufende Kosten	1	
Investitionskosten	-2	Teure Schachtanlage
Sonstiges	2	
Summe	1	

Tabelle 19: Bewertung der Variante 8

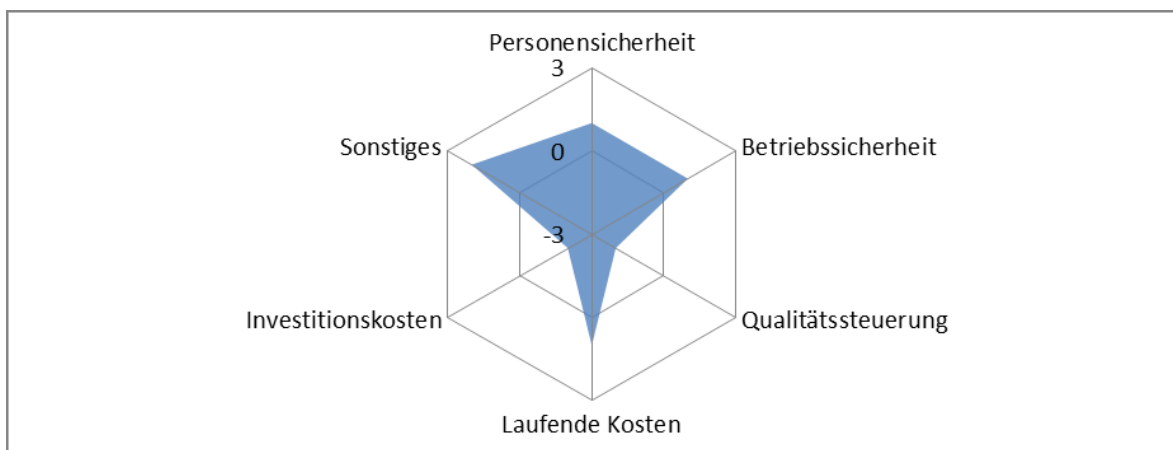


Abbildung 28: Darstellung der Bewertung der Variante 8

5.9.2 Fazit

Diese Variante bietet im Vergleich zur Variante 5, die im Wesentlichen dasselbe ist, keine Vorteile. Da bei einer Variante, bei der die Strecke im Hangenden der Lagerstätte liegt, obwohl kein Wasserproblem zu erwarten ist, immer ein Restrisiko bleibt und auch das Risiko besteht, ein teures hydrogeologisches Beobachtungsprogramm installieren zu müssen, ist diese Zugangsart auszuschließen.

5.10 Variante X

Neben den oben angeführten Varianten, die sich alle auf der Nordseite des Hochlantsch befinden, wurde auch überlegt, ob die Schaffung eines Zuganges und die Umstellung der kompletten Förderung auf die Südseite sinnvoll wäre. Damit verbunden wäre natürlich auch die Verlegung des gesamten Werkes nach Mixnitz. Es stellt sich heraus, dass in südlicher Richtung mindestens 4 km Strecke notwendig wären um das nächstgelegene Tal zu erreichen. Neben den hohen Herstellungskosten eines Zuganges dieser Länge wäre mit erheblichen Problemen zu rechnen, da die Förderstrecke zum Teil durch die „Bärenschützklamm“ verlaufen würde, ganz zu schweigen von dem enormen Aufwand der Werksverlegung. Diese südseitig orientierten Varianten wurden wieder verworfen.

6 Detailbetrachtung

Aus der in Kapitel 5 durchgeführten Punktebewertung geht hervor, dass die Varianten 1 (Schrägstrecke), sowie 4 bzw. 7 (Vertikalschacht) die Vielversprechendsten sind. Im folgenden Kapitel werden daher diese beiden Varianten genauer betrachtet.

6.1 Schrägstrecke

Die Schrägstreckenvariante (Variante 1), die im Kapitel 5 vorgestellt wurde, stellte sich der Punktebewertung nach als die Vorteilhafteste dar und wird nun in Bezug auf optimale Lage und Kosten genauer untersucht.

6.1.1 Anschlusspunkte

Der übertägige Anschlusspunkt wurde bereits in Kapitel 5 definiert und liegt im Bereich der RMZ auf ca. SH 660 m.

Der optimale Punkt, an dem die Strecke unter Tage an das bisherige Streckensystem angeschlossen werden sollte, kann durch eine Gegenüberstellung der internen Förderkosten zum Ansatzpunkt der Schrägstrecke und der Förderkosten des Fördersystems in der Schrägstrecke, sowie der notwendigen Investitionskosten ermittelt werden.

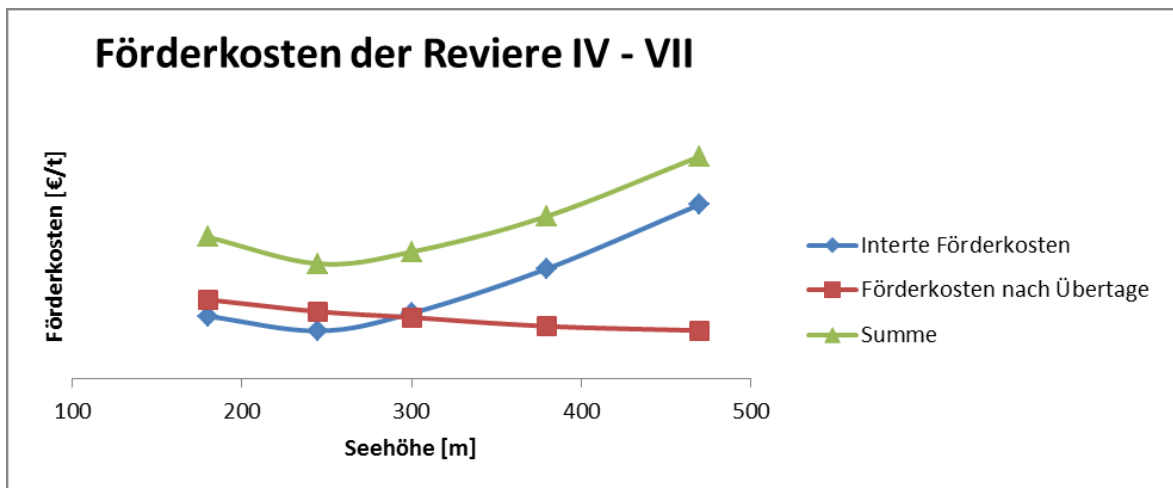


Abbildung 29: Förderkosten Schrägstrecke ohne Anschreibung der Investitionskosten

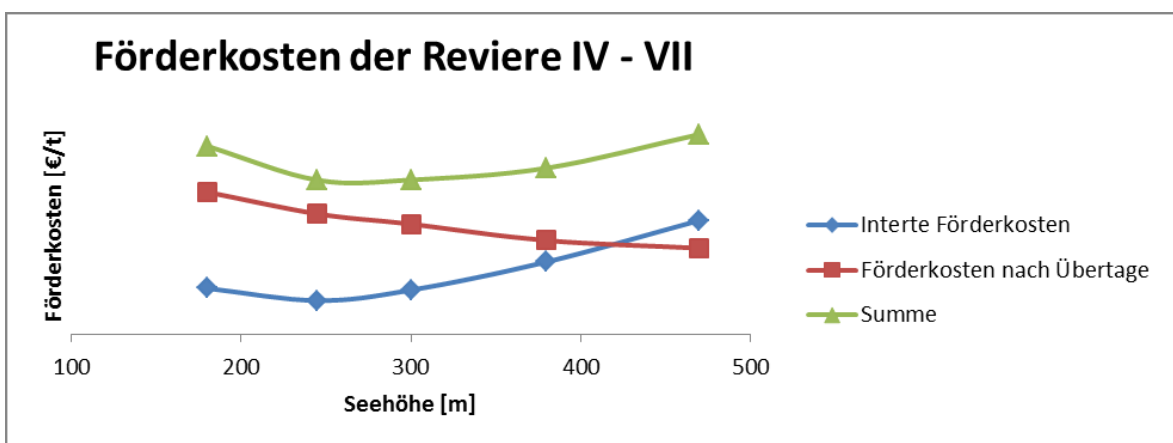


Abbildung 30: Förderkosten Schrägstrecke inklusive Abschreibung der Investitionen

Die Abbildungen 29 und 30 zeigen, dass der optimale Anschlusspunkt einer Förderstrecke, je nachdem, ob die Abschreibung der Anlage berücksichtigt wird, im Bereich von SH 250 m – 350 m liegt.

Da jedoch der obertägige Anschlusspunkt bei der RMZ fixiert wurde und eine maximale Streckenneigung von 15 % nicht überschritten werden sollte, liegt der tiefste zu erreichende Punkt auf einer SH von 425 m.

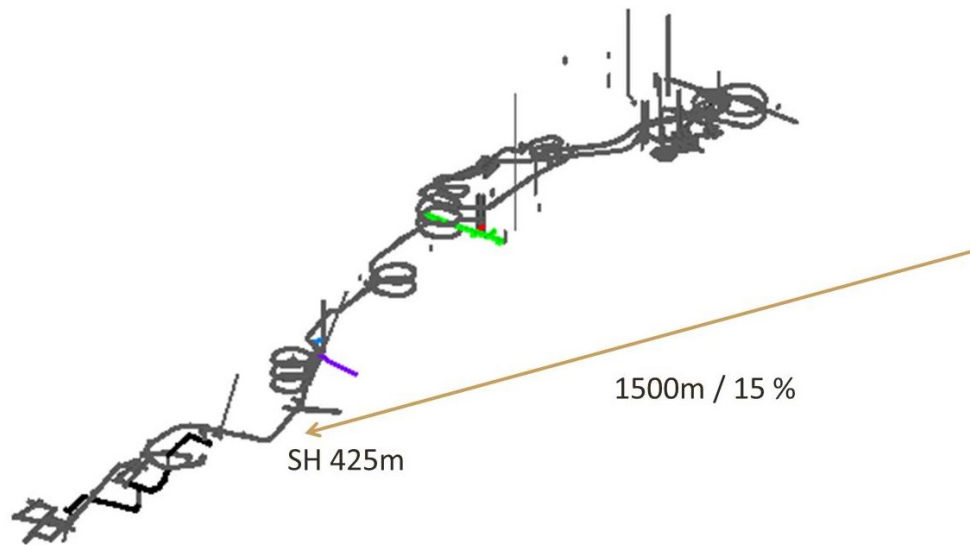


Abbildung 31: Untertägiger Anschlusspunkt der Schrägstrecke

Abbildung 31 zeigt den Punkt in der Wendel, der mit einer Schrägstrecke mit 15 % Neigung erreicht wird, wenn die Strecke direkt vom Anschlusspunkt A aus aufgeföhren wird.

6.1.2 Investitionen

Die Aufföhrukosten der Schrägstrecke wurden mit dem in Kapitel 4 angeführten Kostenschlüssel berechnet.

Länge Strecke	1500 m
Breite	6 m
Höhe	4 m
Steigung	15 %
Querschnitt	24,00 m ²
Oberfläche	20,00 m ²
Vortriebsleistung	7 m / Tag
Bauzeit	214 Tage

Detailbetrachtung

Bauzeit	39	Wochen
Bauzeit	9,74	Monate
Bauzeit inkl. Einrichtung	10,74	Monate
Baustelleneinrichtung (Investition)	20.000	€
Baustelleneinrichtung + Räumung	40.000	€
<hr/>		
Lohnkosten	1.542.857	€
Sprengstoff + Energie + div.	900.000	€
Spritzbeton + BStG	900.000	€
Anker	75.000	€
<hr/>		
Gerät	483.312	€
Zeitgebundene Kosten 3 Poliere	386.649	€
Zeitgebundene Kosten 2 Bauleiter	279.247	€
Gemeinkosten	462.706	€
<hr/>		
Summe I	5.089.771	€
Zusatzkosten für die Steigung	1.017.954	€
<hr/>		
Summe II	6.107.726	€

Tabelle 20: Auffahrungskostenberechnung einer Schrägstrecke

Die Auffahrungskosten für eine Schrägstrecke von der RMZ bis zur Wendel auf SH 425 m belaufen sich auf etwa 6,1 Mio. €.

Zusätzlich werden Kosten in der Höhe von 500.000 € für die Errichtung einer Brecherkaverne sowie für Aufgabebunker angesetzt.

Für das Fördersystem werden Investitionskosten von rund 1500 €/m angenommen. Bei einer Förderdistanz von 1500 m ergibt das eine Summe von 2,25 Mio. €. Inklusive der notwendigen Aufgabe- und Abwurfeinrichtung wird von einer Investition von 2,4 Mio. € ausgegangen.

Zusätzlich werden Kosten für einen Primärbackenbrecher mit entsprechendem Durchsatz in der Höhe von 250.000 € veranschlagt.

Dies gibt eine Gesamtsumme an notwendigen Investitionen in der Höhe 9,25 Mio. €.

6.1.3 Förderkosten in der Schrägstrecke

Die Förderkosten setzen sich aus den Kosten für Energie, Wartung und Instandhaltung, sowie Fördergemeinkosten (Kavernenmann, Administration) zusammen.

Entsprechend der Förderbandauslegung nach DIN 22101 (siehe Anhang) kann von einer notwendigen Leistung von 500 kW ausgegangen werden. Bei einer Jahresförderung von 180.000 t und einer Förderleistung von 250 t/h belaufen sich die Energiekosten auf ca. 0,16 €/t.

Die Kosten für Wartung und Instandhaltung werden in der Literatur mit 10 % der Investitionskosten pro Jahr angenommen (Moser 1989, S. 175). Aus Daten des bestehenden Förderbandes im Augustinstollen konnte jedoch ermittelt werden, dass sich die tatsächlichen Kosten für Wartung und Instandhaltung bei einer Jahresförderung von ca. 380.000 t nur auf ca. 5 % der Investitionskosten belaufen.

Bei Halbierung der Förderung auf ca. 180.000 t wird angenommen, dass sich dieser Prozentsatz noch weiter auf ca. 2,5 % verringert.

Es ergeben sich somit Kosten für Wartung und Instandhaltung von 0,33 €/t.

6.1.4 Abschreibung

Die notwendigen bautechnischen Maßnahmen wie die Streckenauffahrung, die Bunkerherstellung sowie die Herstellung der Brecherkaverne werden auf 40 Jahre abgeschrieben. Dies bedeutet eine Gesamtförderung im Abschreibungszeitraum über diese Strecke von 7,2 Mio. t.

Die Anlagen werden über Ihre technische Lebensdauer von 30 Jahren abgeschrieben. Die Gesamtförderung über diese Strecke beträgt im Abschreibungszeitraum 5,4 Mio. t.

6.1.5 Förderkosten aus den Revieren

Mit Hilfe der in den obigen Unterkapiteln beschriebenen Investitionen und Kosten konnten die Tabellen 21 und 22 berechnet werden. Gezeigt werden die relativen Förderkosten aus den einzelnen Revieren sowie deren Zusammensetzung. Die relativierten Kosten beziehen sich auf die derzeit maximalen Förderkosten aus dem untersten Revier.

Revier	SH [m]	Interne Förderkosten			
		Förderkosten [%]	Neuaufschluss [€/t]	Abschreibung (AfA) [€/t]	Fördergemeinkosten [%]
VII	180	47 %	0,49	1,41	11,6 %
VI	245	34 %	0,49	1,41	11,6 %
V Süd	300	23 %	0,49	1,41	11,6 %
V Nord	380	8 %	0,49	1,41	11,6 %
IV	470	8 %	0,49	1,41	11,6 %

Tabelle 21: Förderkostenübersicht Schrägstrecke

Revier	SH [m]	Förderkosten		
		Förderkosten inkl. Fördergemeinkosten [%]	Förderkosten inkl. Fördergemeinkosten & AfA [%]	Förderkosten bisher inkl. Augustinstollen [%]
VII	180	66 %	87 %	114 %
VI	245	53 %	74 %	100 %
V Süd	300	42 %	63 %	87 %
V Nord	380	27 %	48 %	78 %
IV	470	27 %	48 %	68 %

Tabelle 22: Förderkostenübersicht Schrägstrecke

Die Tabelle 23 zeigt einen Vergleich der in Tabelle 21 und 22 angeführten Kosten für die Förderung über einen neuen Zugang mit den derzeitigen Kosten der Förderung, jeweils für die Reviere IV bis VII. Des Weiteren wird die jährliche Einsparung bei der Förderung über den neuen Zugang berechnet. Bei der Berechnung dieser Einsparung wurde die Verteilung der Ressourcen in den Revieren berücksichtigt.

Revier	SH [m]	Förderkosten-	Förderkosten-	Einsparung / Jahr exkl. AfA [€]	Einsparung / Jahr inkl. AfA [€]
		ersparnis inkl. Fördergk. exkl. AfA [%]	ersparnis inkl. Fördergk. & AfA [%]		
VII	180	48 %	27 %	176.169	100.169
VI	245	47 %	26 %	200.760	112.093
V Süd	300	45 %	24 %	81.257	43.257
V Nord	380	51 %	30 %	62.297	36.964
IV	470	42 %	21 %	50.597	25.264
Summe				571.080	317.747

Tabelle 23: Förderkostendifferenz der Schrägstrecke zur derzeitigen Förderung

Abbildung 32 zeigt die Darstellung der in den Tabellen 21, 22 und 23 berechneten Werte. Es sind sowohl die derzeitigen Förderkosten als auch die Förderkosten bei Förderung über einen neuen Zugang jeweils revierbezogen aufgetragen.

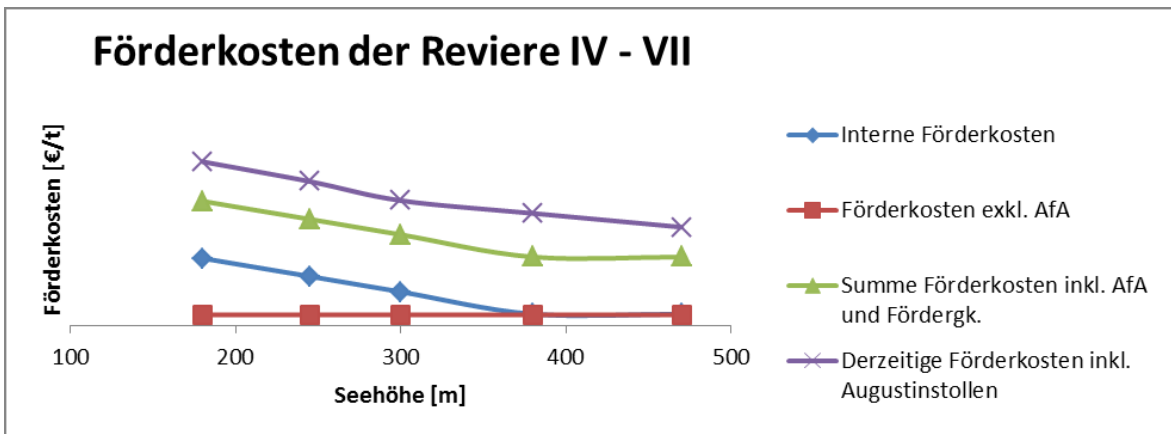


Abbildung 32: Gegenüberstellung der Förderkosten Schrägstrecke

6.2 Vertikalschacht

Die Variante eines Vertikalschachtes (Variante 4 bzw. 7), die im Kapitel 5 vorgestellt wurde, stellte sich der Punktebewertung nach ebenfalls als vorteilhaft heraus und wird nun in Bezug auf die optimale Lage genauer untersucht und die jeweiligen Förderkosten werden ermittelt.

6.2.1 Anschlusspunkte

Der obertägige Anschlusspunkt liegt in diesem Fall direkt über dem Schachtfußpunkt, der sich im Bereich der Wendel befindet. Der aus wirtschaftlicher Sicht optimale Punkt in der Wendel kann, wie schon in Kapitel 6.1.1 beschrieben, durch Gegenüberstellung der internen Förderkosten mit den Kosten für Aufschluss und Fördereinrichtung ermittelt werden.

Weiters berücksichtigt wurde eine obertägige Förderung des gewonnenen Gutes mittels Förderband bis zur RMZ.

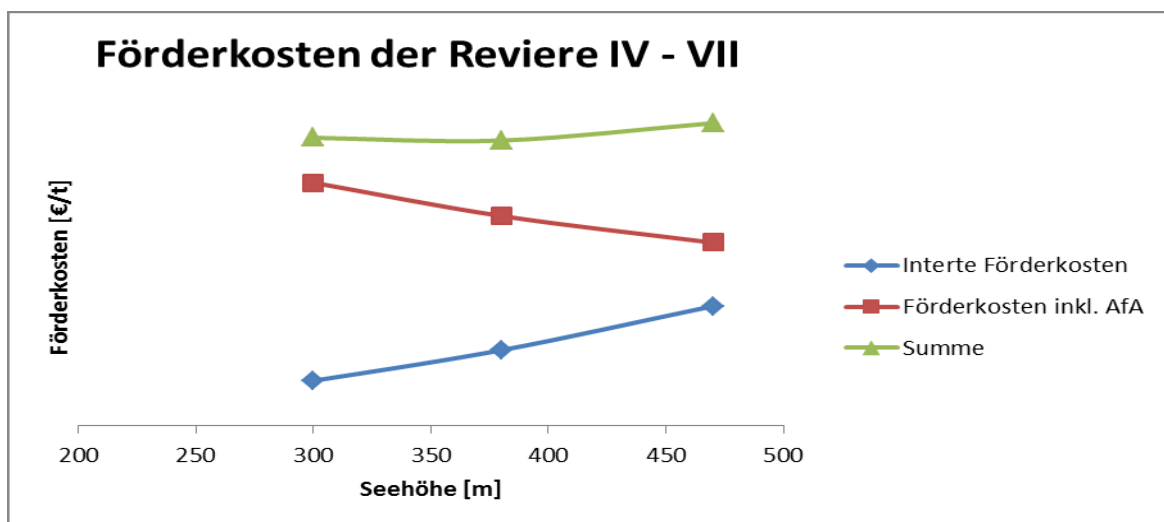


Abbildung 33: Förderkosten Vertikalschacht exkl. Abschreibung

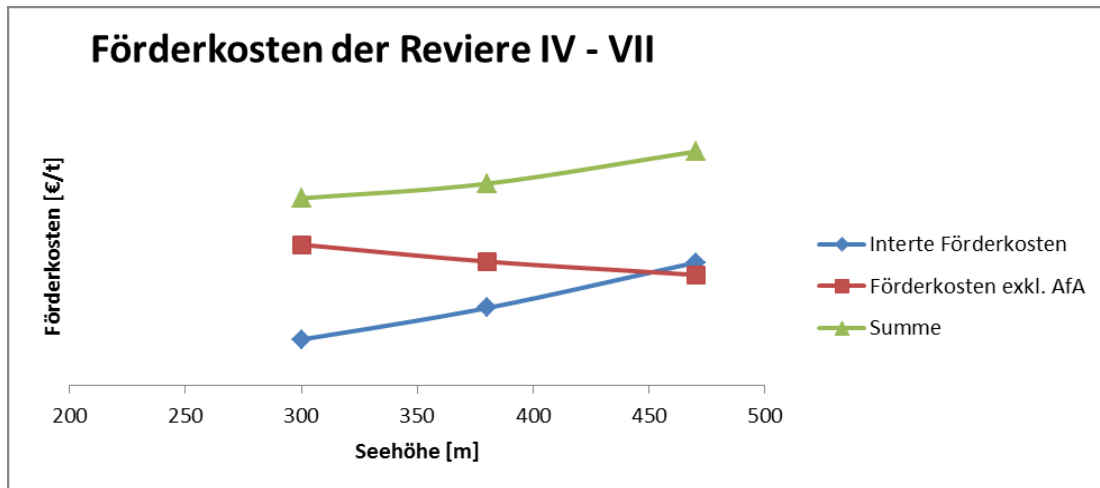


Abbildung 34: Förderkosten Vertikalschacht inkl. Abschreibung der Investitionen

Die Abbildung 34 zeigt kein eindeutiges Minimum in einem bestimmten Teufenbereich. Da laut Auskunft des Geologen, DI Weidner, die Verhältnisse an der Oberfläche ab einer Höhe von 1000 m schwieriger werden und der Schachtkopf entsprechend darunter zu platzieren ist, wird der Schachtfußpunkt bei SH 380 m unter Tage festgelegt. Dies ergibt eine Schachtlänge von 470 m bis auf eine obertägige Seehöhe von ca. 950 m.

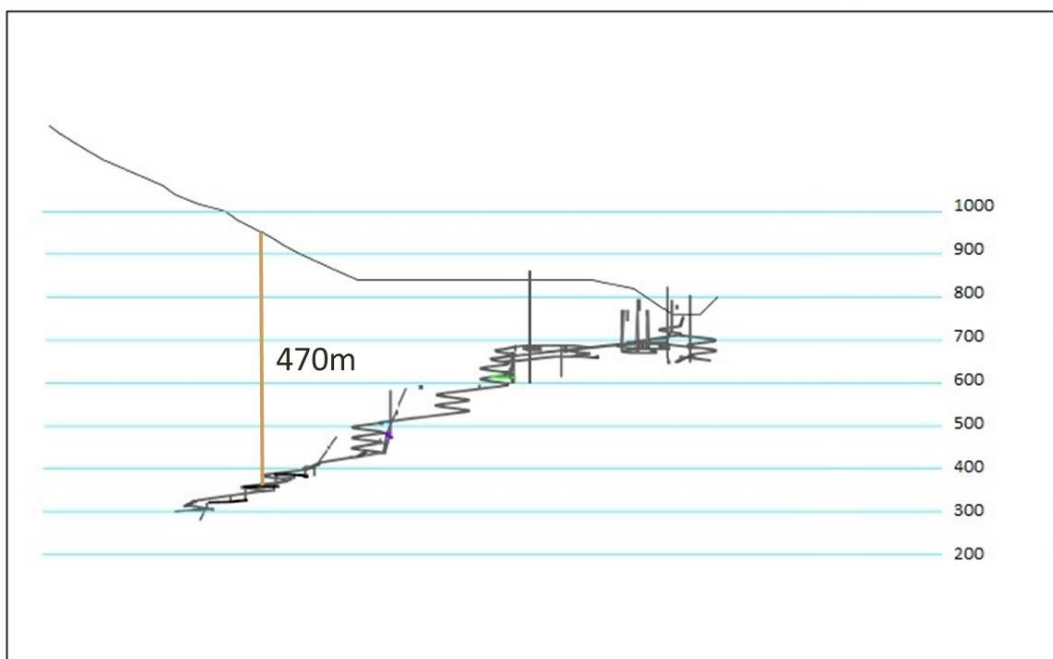


Abbildung 35: Lage des Vertikalschachtes

6.2.2 Investitionen

Die Auffahrungskosten des Schachtes wurden mit Hilfe der Kostenaufstellung im Kapitel 4 berechnet.

Länge Schacht	470 m
Durchmesser	4 m
Querschnitt	12,57 m ²
Oberfläche	12,57 m ²
Vortriebsleistung	3 m/Tag
Bauzeit	157 Tage
Bauzeit	28,5 Wochen
Bauzeit	7,12 Monate
Bauzeit inkl. Einrichtung	8,12 Monate
Baustelleneinrichtung (Investition)	100.000 €
Baustelleneinrichtung + Räumung	50.000 €
Lohnkosten	1.128.000 €
Sprengstoff + Energie + div.	147.655 €
Spritzbeton + BStG	230.342 €
Anker	23.500 €
Gerät	172.576 €
Zeitgebundene Kosten 3 Poliere	292.364 €
Zeitgebundene Kosten Bauleiter	105.576 €
Gemeinkosten	225.001 €
Summe	2.475.013 €

Tabelle 24: Abteufkostenberechnung eines Schachtes

Die Auffahrungskosten für einen Schacht von SH 380 m unter Tage auf SH 950 m über Tage belaufen sich auf etwa 2,48 Mio. €.

Zusätzlich werden Kosten in der Höhe von 500.000 € für die Errichtung einer Brecherkaverne, sowie für Aufgabebunker angenommen.

Für das Fördersystem werden Investitionskosten in der Höhe von 5,5 Mio. € für die Skipanlage und von rund 2000 €/m für die übertägige Bandförderanlage angenommen. Bei einer Förderdistanz von 1600 m ergibt dies eine Summe von 3,2 Mio. €. Es ergibt sich somit eine Investitionssumme von rund. 8,7 Mio. € für das Fördersystem bis zur RMZ.

Zusätzlich werden Kosten für einen Primärbackenbrecher mit entsprechendem Durchsatz in der Höhe von 250.000 € veranschlagt.

In Summe ergibt dies eine Investitionshöhe von etwa 12 Mio. € für diese Variante.

6.2.3 Förderkosten der Schachtvariante

Die Förderkosten setzen sich aus den Kosten für Energie, Wartung und Instandhaltung, sowie Fördergemeinkosten (Kavernenmann, Administration) zusammen.

Es kann durch Vergleich mit anderen Anlagen (Moser 1989, S. 165) von einer benötigten Antriebsleistung der Skipanlage von etwa 1000 kW ausgegangen werden. Bei einer Jahresförderung von 180.000 t und einer Förderleistung von 200 t/h belaufen sich die Energiekosten auf ca. 0,32 €/t. Dadurch, dass die übertägige Förderanlage ein durchschnittliches Gefälle von über 10 % aufweist, kann die Anlage voraussichtlich im Generatorbetrieb, und somit ohne Energieverbrauch, betrieben werden.

Die Kosten für Wartung und Instandhaltung werden mittels Instandhaltungsfaktor aus dem Neupreis der Anlage ermittelt. Der Instandhaltungsfaktor wird wie schon in Kapitel 6.1.3 mit 2,5 % angenommen. Es ergeben sich somit Kosten für Wartung und Instandhaltung von 1,21 €/t bei einer Jahresförderung von 180.000 t.

6.2.4 Abschreibung

Die notwendigen bautechnischen Maßnahmen wie Schachtabteufen, Bunkerherstellung und Herstellen der Brecherkaverne werden auf 40 Jahre abgeschrieben. Dies bedeutet eine Gesamtförderung im Abschreibungszeitraum über diesen Zugang von 7,2 Mio. t.

Die Anlagen werden über ihre technische Lebensdauer von 30 Jahren abgeschrieben. Die Gesamtförderung über den Schacht beträgt im Abschreibungszeitraum 5,4 Mio. t.

6.2.5 Förderkosten aus den Revieren

Mit Hilfe der in den obigen Unterkapiteln beschriebenen Investitionen und Kosten konnte die Tabellen 25 und 26 berechnet werden. Gezeigt werden die Förderkosten aus den einzelnen Revieren sowie deren Zusammensetzung. Die relativierten Kosten beziehen sich auf die derzeit maximalen Förderkosten aus dem untersten Revier.

Revier	SH [m]	Interne			Fördergemeinkosten [%]
		Förderkosten [%]	Förderkosten Schacht [€/t]	Abschreibung (AfA) [€/t]	
VII	180	39 %	1,53	2,08	11,6 %
VI	245	26 %	1,53	2,08	11,6 %
V Süd	300	16 %	1,53	2,08	11,6 %
V Nord	380	1 %	1,53	2,08	11,6 %
IV	470	14 %	1,53	2,08	11,6 %

Tabelle 25: Förderkosten Schacht

Revier	SH [m]	Förderkosten inkl.	Förderkosten inkl.	Förderkosten
		Fördergemeinkosten	Fördergemeinkosten	bisher inkl.
		[%]	& AfA [%]	Augustinstollen
				[%]
VII	180	73 %	104 %	114 %
VI	245	61 %	92 %	100 %
V Süd	300	50 %	81 %	87 %
V Nord	380	36 %	67 %	78 %
IV	470	48 %	79 %	68 %

Tabelle 26: Förderkosten Schacht

Die Tabelle 27 zeigt einen Vergleich der in Tabelle 25 und 26 angeführten Kosten für die Förderung über einen neuen Zugang mit den derzeitigen Kosten der Förderung, jeweils für die Reviere IV bis VII. Des Weiteren wird die jährliche Einsparung bei Förderung über den neuen Zugang berechnet. Bei der Berechnung dieser Einsparung wurde die Verteilung der Ressourcen in den Revieren berücksichtigt.

Revier	SH [m]	Förderkosten-	Förderkosten-	Einsparung /	
		ersparnis inkl.	ersparnis inkl.	Jahr inkl.	
		Fördergk. exkl.	Fördergk & AfA	Jahr exkl.	Fördergk & AfA
		AfA [%]	[%]	AfA [€]	[€]
VII	180	41 %	10 %	148.323	36.052
VI	245	40 %	9 %	168.274	37.291
V Süd	300	37 %	6 %	67.334	11.199
V Nord	380	42 %	11 %	51.215	13.792
IV	470	20 %	- 11 %	24.282	-13.142
Summe				459.429	85.191

Tabelle 27: Differenz der Förderkosten der Schachtförderung zur derzeitigen Förderung

Abbildung 36 zeigt die Darstellung der in den Tabellen 25, 26 und 27 berechneten Werte. Es sind sowohl die derzeitigen Förderkosten als auch die Förderkosten bei Förderung über einen neuen Zugang jeweils revierbezogen aufgetragen.

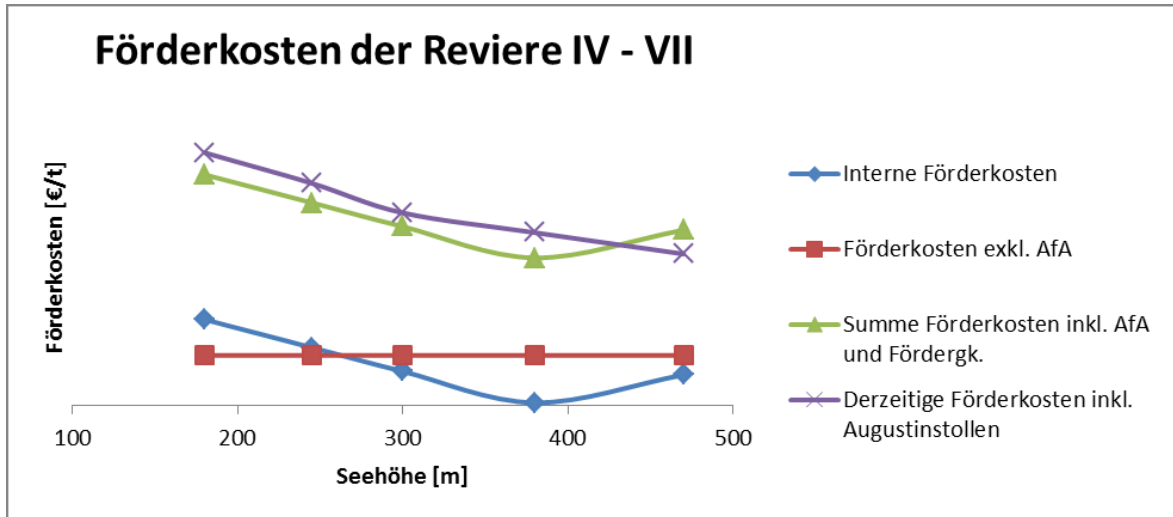


Abbildung 36: Gegenüberstellung der Förderkosten Schacht

7 Schlussfolgerungen und Empfehlung

Zusammenfassend kann gesagt werden, dass die Realisierung eines zweiten Tagaufschlusses zu den unteren Revieren aus technischer Sicht durchaus möglich ist, wenngleich auch die topographischen Verhältnisse nicht allzu viele Möglichkeiten zulassen. Die Magnesitlagerstätte ist in die Hackensteinerformation der Laufnitzdorfgruppe eingebettet, die vor allem aus Tonschiefer, Sandstein und Lydit besteht. Eine Gebirgsklassenabschätzung ergab, dass diese geologische Formation mit entsprechenden Sicherungsmaßnahmen durchörtert werden kann. Nachdem die unterschiedlichen Aufschlussvarianten, die die Geologie und Topographie zulassen, verglichen wurden, stellte sich die Variante einer direkten Schrägstrecke zur Rohmagnesitzerkleinerungsanlage als empfehlenswerteste heraus. Sie bietet die größten Vorteile im Bereich der Personen- als auch der Betriebssicherheit und stellt auch die beste Fördervariante nach über Tage dar. Bei Einhaltung einer maximalen Streckenneigung von 15 % kann jedoch der aus wirtschaftlicher Sicht optimale untertägige Ansatzpunkt für die Schrägstrecke nicht erreicht werden. Aus diesem Grund sind weiterhin lange interne Förderdistanzen aus den unteren Revieren, die mit SLKWs bewältigt werden müssen, zurückzulegen, was die Förderkostensparnis der neuen Fördermethode im Vergleich zur jetzigen Förderung reduziert.

Dadurch, dass die Produktion nach Vorgabe der Fa. RHI gleichmäßig verteilt, das heißt zu einem Drittel im Tagebau, zu einem Drittel in den oberen Revieren und zu einem Drittel in den unteren Revieren, stattfinden soll, stellt sich das Problem, dass über einen neuen Zugang zu den unteren Revieren auch jeweils nur ein Drittel der Gesamtförderung transportiert werden würde. Das bedeutet, dass die Ausnützung des neuen Zuganges suboptimal wäre. Ob diese Gleichverteilung auch die wirtschaftlich beste Lösung für den Abbau der Lagerstätte darstellt, muss an dieser Stelle hinterfragt werden. Empfehlenswert wäre eine genauere Untersuchung dieser Strategie der Abbauplanung.

Die Produktion der oberen Reviere zu diesem neuen Zugang nach unten zu fördern, stellt sich in keinem Fall als wirtschaftlich heraus. Aus diesem Grund müssten die Produktionen der unteren und der oberen Reviere über

unterschiedliche Förderstrecken ausgefördert werden. Diese Doppelgleisigkeit mag zwar die Betriebssicherheit erhöhen, heißt aber auch, dass zwei Brecheranlagen und zwei Förderstrecken mit zugehörigem Fördersystem unterhalten werden müssen. Womöglich wird auch noch zusätzliches Personal für die untere Kaverne benötigt.

Durch Förderung der Produktion der Reviere IV – VII über eine direkte Schrägstrecke nach über Tage, kann eine Kostenersparnis von bis zu 51 % pro Tonne erzielt werden. Da bei der Herstellung dieses eigenen Zuganges zu den unteren Revieren der Lagerstätte jedoch hohe Investitionen zu tätigen wären, diese aber nur einem Drittel der Gesamtproduktion, zumindest in den nächsten Jahrzehnten, solange in den oberen Reviere noch Reserven vorhanden sind, zugutekommen, steht die in Summe erzielte Förderkostenersparnis von etwa 570.000 € pro Jahr, ohne Berücksichtigung der Abschreibungen der Anlage, in keinem Verhältnis zum Investitionsaufwand von mindestens 9 Mio. €. Dies zeigt sich auch im negativen Kapitalwert des Investitionsprojektes. Bei Berechnung des NPV bei einer Laufzeit von 30 Jahren und einem Kapitalkostensatz von 5 % ergibt sich ein Kapitalwert von -237.000 €. Aus wirtschaftlicher Sicht kann somit behauptet werden, dass die Schaffung eines neuen Zuganges zu den unteren Revieren keinen Vorteil birgt.

Es ist daher sinnvoller, die Wendel in ihrer derzeitigen Form weiterzuführen und zur Erhöhung der Personensicherheit nach Bedarf kleinere Investitionen in sicherheitstechnische Maßnahmen zu tätigen.

Zur genaueren Betrachtung der Wettersituation, auch in Notsituationen wie zum Beispiel im Brandfall, wäre die Erstellung einer Wettersimulation durchaus sinnvoll, um gezielt in die Verbesserung der gesamten Grubenbewetterung investieren zu können.

8 Bibliographie

DIN 22101: Stetigförderer – Gurtförderer für Schüttgüter – Grundlagen für die Berechnung und Auslegung, Dezember 2011

DOPPELMAYR, Internetauftritt der Fa. Doppelmayr, <http://www.doppelmayr-mts.com/en/doppelmayr-transport-technology/solutions/ropeconr.html>, Stand Oktober 2013

GALLHOFER, Daniela: Lithologische und geochemische Charakterisierung der Magnesitlagerstätte Breitenau, Diplomarbeit 2010

GOLLNER, Johann: Die Laufnitzdorfgruppe – eine pelagische Fazies im Grazer Paläozoikum, 1982; Digitalversion von http://www.landesmuseum.at/pdf_frei_remote/MittNatVerSt_112_0063-0073.pdf Stand Juli 2013

GOLLNER & ZIER, Johann & Christian: Zur Geologie des Hochlantsch, 1985; Digitalversion von http://www.landesmuseum.at/pdf_frei_remote/JbGeolReichsanst_128_0043.pdf Stand Juli 2013

MOSER, Peter: Untersuchungen über den Einfluss der Topographie, der Lagerstättenteufe, der Gebirgsverhältnisse sowie die Betriebsgröße auf die Ausrichtung von Lagerstätten von der Tagesoberfläche aus, Dissertation 1989.

RHI: Rohstoff und Produktionsstandort Breitenau, Informationsheft, 2011

RHI(a):Gewinnungsbetriebsplan 2012 – 2015

HARTMAN, Howard L.: SME Mining Engineering Handbook, 2nd Edition, Volume 2, Society for Mining Metallurgy and Exploration Inc., 1992

TUFAR, Werner: Genese der paläozoischen Spatmagnesit-Lagerstätte Breitenau am Hochlantsch, 2007; Digitalversion von http://www.museum-joanneum.at/upload/file/tufar_formatiert_end.pdf Stand Juli 2013

Bibliographie

TUM: Zentrum Geotechnik, Geotechnische Untersuchungen im Tunnelbau, Lehrstuhl für Grundbau, Bodenmechanik, Felsmechanik und Tunnelbau, Technische Universität München; Digitalversion von <http://www.gb.bv.tum.de/download/tb/untersuchung.pdf> Stand Juli 2013

WEIDNER, Klaus: Bericht über das hydrogeologische Untersuchungsprogramm, 2008

9 Abbildungsverzeichnis

Abbildung 1: Geologisches Profil der Magnesitlagerstätte Breitenau	3
Abbildung 2: Säulenprofil der Magnesitlagerstätte Breitenau (Gallhofer 2010, S. 27)	8
Abbildung 3: Zusammenhang Mohr-Coulomb und Hoek-Brown (TUM 2013, S. 2.13)	11
Abbildung 4: Übersicht über die Bestimmung des GSI (TUM 2013, S. 2.16)	12
Abbildung 5: Übersicht über die Festigkeit unterschiedlicher Gesteine (Hartman 1992, S. 1586)	14
Abbildung 6: Grafik zur Abschätzung der Gebirgsklassifikation (Hartman 1982, S. 1587)	15
Abbildung 7: Übersicht über die Grube Breitenau	17
Abbildung 8: Verteilung der "Measured Resources"	19
Abbildung 9: Verteilung der gewinnbaren Ressourcen	20
Abbildung 10: Darstellung der revierbezogenen Förderdistanzen	24
Abbildung 11: Mögliche Anschlusspunkte für den Neuaufschluss über Tage	36
Abbildung 12: Darstellung der Bewertung der Variante 0	39
Abbildung 13: Skizze der Variante 1	40
Abbildung 14: Darstellung der Bewertung der Variante 1	41
Abbildung 15: Skizze der Variante 2	43
Abbildung 16: Darstellung der Bewertung der Variante 2	44
Abbildung 17: Skizze der Variante 3	45
Abbildung 18: Darstellung der Bewertung der Variante 3	46
Abbildung 19: Skizze der Variante 4	47
Abbildung 20: Darstellung der Bewertung der Variante 4	48
Abbildung 21: Skizze der Variante 5	49
Abbildung 22: Darstellung der Bewertung der Variante 5	50
Abbildung 23: Skizze der Variante 6	51
Abbildung 24: Darstellung der Bewertung der Variante 6	52
Abbildung 25: Skizze der Variante 7	53

Abbildung 26: Darstellung der Bewertung der Variante 7	54
Abbildung 27: Skizze der Variante 8	55
Abbildung 28: Darstellung der Bewertung der Variante 8.....	56
Abbildung 29: Förderkosten Schrägstrecke ohne Anschreibung der Investitionskosten.....	59
Abbildung 30: Förderkosten Schrägstrecke inklusive Abschreibung der Investitionen	59
Abbildung 31: Untertägiger Anschlusspunkt der Schrägstrecke.....	60
Abbildung 32: Gegenüberstellung der Förderkosten Schrägstrecke	64
Abbildung 33: Förderkosten Vertikalschacht exkl. Abschreibung	65
Abbildung 34: Förderkosten Vertikalschacht inkl. Abschreibung der Investitionen.....	66
Abbildung 35: Lage des Vertikalschachtes.....	66
Abbildung 36: Gegenüberstellung der Förderkosten Schacht	71

10 Tabellenverzeichnis

Tabelle 1: Druckfestigkeiten der vorkommenden Nebengesteine	9
Tabelle 2: Ergebnisse der Berechnungen der Gebirgsfestigkeit.....	13
Tabelle 3: Lagerstättenkubatur	18
Tabelle 4: Gewinnbare Ressourcen	20
Tabelle 5: Produktion der Grube Breitenau (RHI(a) 2012, S. 16).....	22
Tabelle 6: Förderwege in der Grube Breitenau	23
Tabelle 7: Kostenstelle Rohmagnesitausförderung	24
Tabelle 8: Grundlagen der Kostenabschätzung für Streckenauffahrungen	33
Tabelle 9: Einfluss der Steigung auf die Kosten der Streckenauffahrung.....	33
Tabelle 10: Grundlagen der Kostenabschätzung für Schachtabteufungen	34
Tabelle 11: Bewertung der Variante 0	38
Tabelle 12: Bewertung der Variante 1	41
Tabelle 13: Bewertung der Variante 2	43
Tabelle 14: Bewertung der Variante 3	45
Tabelle 15: Bewertung der Variante 4	47
Tabelle 16: Bewertung der Variante 5	50
Tabelle 17: Bewertung der Variante 6	52
Tabelle 18: Bewertung der Variante 7	54
Tabelle 19: Bewertung der Variante 8	56
Tabelle 20: Auffahrungskostenberechnung einer Schrägstrecke	61
Tabelle 21: Förderkostenübersicht Schrägstrecke	63
Tabelle 22: Förderkostenübersicht Schrägstrecke	63
Tabelle 23: Förderkostendifferenz der Schrägstrecke zur derzeitigen Förderung	64
Tabelle 24: Abteufkostenberechnung eines Schachtes.....	67
Tabelle 25: Förderkosten Schacht.....	69
Tabelle 26: Förderkosten Schacht.....	70
Tabelle 27: Differenz der Förderkosten der Schachtförderung zur derzeitigen Förderung.....	70

11 Liste der verwendeten Abkürzungen

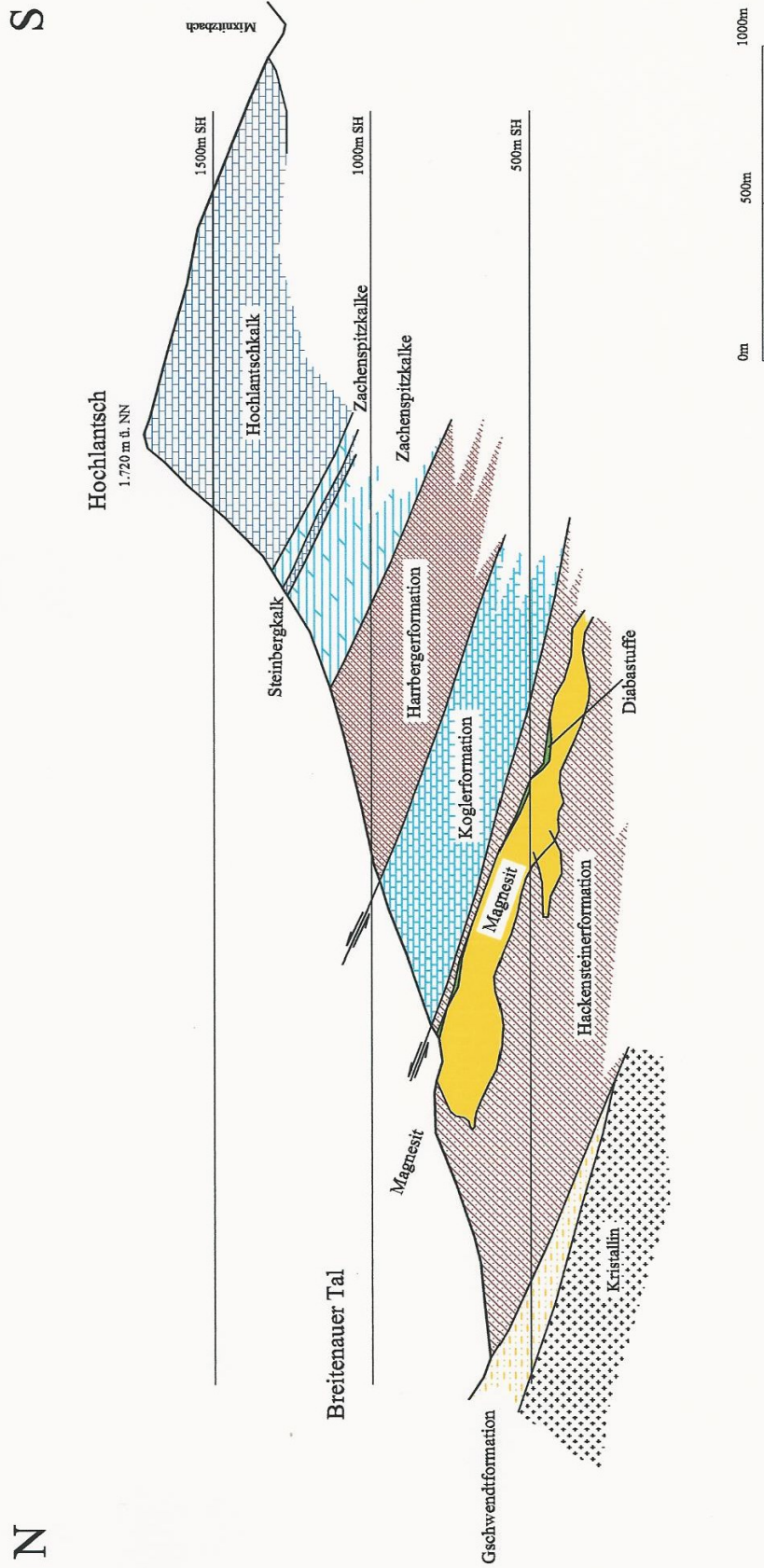
RMZ	Rohmagnesitzerkleinerungsanlage
SH	Seehöhe
NN	Normal-Null
AfA	Abschreibung für Anlagen
Fördergk.	Fördergemeinkosten
NPV	Net present value

Anhang

Förderbandauslegung nach DIN 22101

Gurtbreite	800,00	mm		
Länge Gurt	1.500,00	m		
Dyn. Böschungswinkel Schüttgut	15,00	grad		
Muldungswinkel Förderband	30,00	grad		
Geschwindigkeit	1,50	m/s		
Neigungswinkel	8,50	grad		
Füllgrad	0,80			
Länge Mittelrolle	250,00	mm		
Dichte	1,65	t/m ³		
Streckenlast infolge Tragrollen	48,4	kg/m		
Streckenlast infolge Gurt	35	kg/m		
<hr/>				
Nutzbare Breite	670,00	mm		
Füllquerschnitt 1	25.231,79	mm ²	0,03	m ²
Füllquerschnitt 2	45.345,86	mm ²	0,05	m ²
Füllquerschnitt ges,	70.577,65	mm ²	0,07	m ²
<hr/>				
Theoretischer Volumenstrom	0,11	m ³ /s		
Nennvolumenstrom	0,08	m ³ /s		
Nennmassenstrom	0,14	t/s	503,08	t/h
Streckenlast	0,09	t/m	93,16	kg/m
<hr/>				
Füllgradreduktionsfaktor	0,82			
Füllgradreduktionsfaktor 1	0,94			
Füllgrad tatsächlich	0,94			
<hr/>				
Massenstrom tatsächlich	0,13	t/s	470,86	t/h
<hr/>				
Hauptwiderstände Obertrum	51.548,04	N		
Nebenwiderstände	3.092,88	N		
Steigungswiderstände	278.755,43	N		
Summe Widerstände	333.396,35	N		
<hr/>				
Leistung	500.094,53	Nm/s		

Geologisches Profil der Magnesitlagerstätte Breitenau



- Koglerformation der "Kalkschieferfolge": Bänderkalk
- Gschwendformation der "Kalkschieferfolge": Schuttkalk, Tonsandstein, Kalkiger Schiefer
- Harbergerformation der Laufnitzdorfer Gruppe: Tonsandstein, Lydit, Metatuffit, Kalk
- Hackensteiner der Laufnitzdorfer Gruppe: Metavulkanite, Tonsandstein, Tonstein, Kalk

Markscheiderei Breitenau Dezember 2011

Geologische Grundlage nach Gollner & Zier (1982), ergänzt