

Erstellung eines Abbaukonzepts für den Trachyt-Steinbruch Srebro unter Verwendung des Bergbauspezialprogramms SURPAC

Diplomarbeit
angefertigt von

cand. Ing. Eduard DORN

zur Erlangung des akademischen Grades
eines Diplom-Ingenieurs der Studienrichtung
Mineral Resources and Mineral Economics,
Schwerpunktfach Mining
an der Montanuniversität Leoben

eingereicht am Institut für Bergbaukunde,
Bergtechnik und Bergwirtschaft
bei

Univ.-Prof. Dipl.-Ing. Dr. mont Peter MOSER

Leoben, Dezember 2009

Eidesstattliche Erklärung

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

Leoben, Dezember 2009

Danksagung

Zunächst möchte ich mich bei Herrn Dipl.-Ing. Andreas Sommerer, Leiter der technischen Abteilung der ALAS International Baustoffproduktion AG, für die Vergabe dieser Diplomarbeit bedanken.

Bei Herrn Dipl.-Ing. Miroslav Nagy, technische Abteilung der ALAS International Baustoffproduktion AG, für die hilfreichen Ratschläge und die freundliche Unterstützung.

Bei Herrn Andreas Putz, technische Abteilung der ALAS International Baustoffproduktion AG, der mir bei allen betrieblichen Fragen immer mit Rat und Tat zur Seite stand und für die Hilfestellung vor Ort.

Mein besonderer Dank gilt Herrn Ass.Prof. Dipl.-Ing. Dr.mont. Thomas Oberndorfer für die Betreuung und die großartige Unterstützung während der gesamten Diplomarbeit.

Kurzfassung

ALAS International Baustoffproduktion AG hat im Jahre 2005 im Zuge ihrer Expansionspläne Richtung Osteuropa die ehemals staatliche serbische Gesellschaft Vojvodinaput – Rudnici nemetala Rakovac privatisiert, die bis 1999 unter anderem den Trachyt-Steinbruch Srebro Jezero betrieben hatte, und beabsichtigt derzeit eine Abbauerweiterung. Das Ziel der vorliegenden Diplomarbeit war es, auf Grundlage der mit der Privatisierung übernommenen Bergbaudokumentation des früheren Betreibers eine Abbaukonzeptstudie zu erstellen, in der geologische Vorräte, Abbaumethoden, Maschineneinsatz beim Laden und Fördern und deren Wirtschaftlichkeit beurteilt wurden. Die Ausgangsdaten, die als gering aber ausreichend für eine Abbaukonzeptstudie bezeichnet werden können, wurden mit dem Bergbauspezialprogramm SURPAC aufbereitet und ausgewertet, das dem letzten Stand der Technik entspricht. Bei der Durchführung der Studie konnten folgende Ergebnisse gewonnen werden:

- Die Geometrie und das Volumen der Trachyt-Lagerstätte Srebro sowie deren Überlagerungsschichten wurden ermittelt und graphisch dargestellt.
- Der Einfluss der Generalneigung auf das A:W-Verhältnis wurde berechnet.
- Die optimale Größe des Abbaufeldes wurde definiert.
- Die geometrische Entwicklung des Abbaus für 30 Abbaujahre sowie die Lagerstättenvorräte wurden modelliert, berechnet und graphisch dargestellt.
- Der Maschinenpark in Hinblick auf Laden und Fördern wurde untersucht.
- Die Förderwegelängen über die Gesamtabbaudauer wurden dargestellt.
- Eine SURPAC-Daten-Grundlage für Betriebsdokumentationsführung wurde geschaffen.
- Somit ist eine Grundlage für weitere detailliertere Untersuchungen erstellt worden.

Abstract

In the course of its Eastern European expansion plans, ALAS International Baustoffproduktion AG privatised in the year 2005 the former state-owned Serbian association Vojvodinaput – Rudnici nemetala Rakovac, which until 1999 had operated, among others, the Trachyt quarry Srebro Jezero. ALAS International is currently planning an expansion of mining. The aim of this diploma thesis was to create, on the basis of the mining documentation of the former operator, a conceptual mining study in which geological resources, mining methods, employment of machinery in loading and haulage and its operating efficiency were assessed. The raw data, which is minimal, but sufficient for a conceptual mining study, were processed and evaluated with the state-of-the-art special mining program SURPAC. The following results were generated by the study:

- The geometry and volumes of the Trachyt deposit Srebro as well as its overburden layer were ascertained and presented.
- The influence of the general inclination on the waste-ore-ratio was calculated.
- The optimal size of the mining field was defined.
- The geometric mining development for the mining of the next 30 years as well as the expected reserves were modelled, calculated and represented.
- The machinery was examined with regard to loading and hauling.
- The hauling distances were depicted for the entire mining duration.
- The initial SUPRAC data was gathered and assembled for managing the operational documentation.
- The groundwork for further detailed investigation has thus been created.

Inhaltsverzeichnis

Kurzfassung.....	4
Abstract	5
Inhaltsverzeichnis	6
1 Aufgabenstellung.....	9
2 Allgemeine Projektdaten.....	10
2.1 Informationen über den Auftraggeber.....	10
2.2 Geographische Informationen	10
2.3 Vorgeschichte des Steinbruchs	10
2.4 Vorhaben von ALAS International	11
2.5 Geplante Jahresfördermenge.....	12
3 Topographie	13
3.1 Beschreibung	13
3.2 Erstellung des digitalen Modells der Topographie.....	13
4 Geologie	16
4.1 Bisherige Untersuchungen	16
4.2 Lagerstättenmodellierung.....	16
4.3 Wertgestein und Abraum.....	17
4.4 Geologische Vorräte.....	18
5 Abbauplanung	21
5.1 Bestimmung der Tagebauzuschnittsparameter	21
5.2 Wahl des Tagebauendstandes.....	22
5.2.1 Zugänglichkeit für Tagebauendstand.....	23
5.3 Strategie der zeitlichen Entwicklung des Abbaus	24
5.4 Untersuchungen für jede einzelne Abbauphase.....	25
5.5.1 Abbauphase I.....	26
5.5.2 Abbauphase II.....	27
5.5 Zusammenfassung.....	28
5.5.1 Prinzipielle Verteilung von Wertmineral und Abraum nach Etagen	28
5.5.2 Prinzipielle Verteilung von Wertmineral und Abraum nach	
Abbauphasen	28
5.6 Abbaustrategie	29
5.6.1 Scheibenabbau.....	30

5.6.2	Etagenabbau mit mehreren Etagen in Verhieb	30
5.6.3	Zusammenfassung und Schlussfolgerungen	30
5.7	Lagerstättenaufschluss.....	31
5.7.1	Anforderungen an moderne Förderrampen	31
5.7.2	Schlussfolgerungen	33
6	Überlegungen zur Haldenwirtschaft.....	34
6.1	Variantenstudie	34
6.1.1	Innenkippe	35
6.1.2	Außenkippe.....	35
6.2	Sanierung bestehender Abbauwände	36
6.2.1	Sanierungsverfahren.....	36
6.2.2	Schlussfolgerung	37
6.3	Wasserwirtschaft	37
6.3.1	Wasserumleitung	38
7	Detaillierte Abbauplanung	39
7.1	Abbauphase I in Jahresschritten: Jahr 1 bis 10.....	39
7.1.1	Zusammenfassung Abbaujahre 1 bis 10.....	43
7.1.2	Rampensystem für die 1. Abbauphase	44
7.2	Abbauphase II	46
7.2.1	Zwischenstand I.....	46
7.2.2	Zwischenstand II.....	46
7.2.3	Rampensystem für die 2. Abbauphase	47
7.2.4	Endstand.....	47
7.2.5	Innenrampen.....	47
7.3	Abraum.....	48
7.4	Förderung.....	48
7.4.1	Lade- und Fördergeräte	49
7.4.2	Das System Laden und Fördern	49
7.4.3	Produktionsdaten.....	51
7.4.4	Zeitliche Entwicklung der Förderentfernungen.....	52
7.4.5	Notwendige Anzahl der Lade- und Fördergeräte	52
7.5	Gewinnung	55
7.5.1	Bohren und Sprengen.....	55
8	Betriebskostenkalkulation	56

8.1	Berechnungsmethoden	56
9	Zusammenfassung	58
	Literaturverzeichnis.....	59
	ANHANG	60

Hinweis zur Handhabung dieser Diplomarbeit:

Während der Durchführung dieser Studie ist reichliches Abbildungsmaterial entstanden. Aufgrund der geometrischen Größe war es nicht möglich, all die Abbildungen in den Textkörper einzupflegen. Aus diesem Grund wurde das gesamte Abbildungsmaterial im Anhang zusammengefasst. Der Anhang besteht aus:

Anhang A: Abbildungen

Anhang B: Tabellen

Anhang C: Diagramme

An entsprechenden Stellen im Text sind Hinweise auf entsprechende Abbildung(en) gegeben.

Eine CD-ROM mit dem gesamten Datenmaterial ist dieser Diplomarbeit ebenfalls beigelegt.

1 Aufgabenstellung

Ziel dieser Arbeit ist es, eine langfristige Abbauplanung des Steinbruchs Srebro zu erstellen. Im ersten Abschnitt erfolgt die Digitalisierung, die Bearbeitung der digitalisierten Daten im bergmännischen Programm SURPAC, sowie die Ermittlung der Tagebauparameter und Erstellung der für die Abbauplanung notwendigen Dokumentation. Dies stellt einen wesentlichen Teil dieser Arbeit dar.

Im zweiten Abschnitt sind anhand der ermittelten Tagebauparameter, Tagebaugeometrie und Abbautechnik die notwendigen Bergbaumaschinen, sowie ihre Anzahl und Größe auszulegen. Auf Basis dieser Ergebnisse ist eine wirtschaftliche Beurteilung anzuschließen. Die dafür benötigten Basiswerte sind im betriebseigenen Controlling-System zu erheben.

2 Allgemeine Projektdaten

2.1 Informationen über den Auftraggeber

ALAS International Baustoffproduktion AG ist eine Tochtergesellschaft der ASAMER Group für internationale Aktivitäten in den Bereichen Stein, Kies und Beton.

ASAMER Group ist ein österreichisches, unabhängiges Familienunternehmen aus Ohlsdorf, Bezirk Gmunden – Spezialist für Kies, Stein, Zement Beton, Recycling und Veredlung mineralischer Rohstoffe. Das Unternehmen beschäftigt weltweit rund 6.500 Mitarbeiter und setzte 2008 rund 650 Mio € um. [1] Im Jahre 2007 wurde auf allen Abbaustätten des Unternehmens in 17 Ländern rund 20 Mio to an Kies und Stein abgebaut. An der Erschließung weiterer Abbaustätten wird ständig gearbeitet. [2] Einer der Ländermärkte der ASAMER Group ist Serbien, wo das Objekt der Untersuchung liegt.

2.2 Geographische Informationen

Die Trachyt-Lagerstätte Srebro Jezero (zu Deutsch: Silbersee) befindet sich in der serbischen Provinz Vojvodina im Nationalpark Fruška Gora ca. 10 km südlich von der Stadt Novi Sad (s. Abbildung 1). Sie gehört zur Gemeinde Stari Ledinci, die ca. 2 km nördlich davon liegt. Die Lagerstätte erstreckt sich in die östliche Richtung.

2.3 Vorgeschichte des Steinbruchs

Der Steinbruch wurde bis 1999 von der damals staatlichen serbischen Gesellschaft Vojvodinaput – Rudnici nemetala Rakovac betrieben und ist derzeit stillgelegt. Inzwischen hat er sich mit Oberflächenwasser gefüllt und stellt sich insgesamt in einer Form dar, welche den ökologischen Anforderungen nicht entspricht.

Der alte Tagebaubereich nimmt eine Fläche von 10,8 ha ein und bildet damit einen Tagebaukessel, der mit Oberflächenwasser ausgefüllt ist. Man spricht an dieser Stelle von einem künstlichen See mit einer Fläche von ca. 30.000 m². Bei einer angenommenen durchschnittlichen Wassertiefe von 5 m beträgt das Wasservolumen 150.000 m³, welches vor Beginn des Abbaus abzupumpen ist.

Auf den Bruchwänden sind in der Zeit des Stillstandes gebirgsmechanische Stabilitätsprobleme aufgetreten. Die Bruchwände „Süd“ und „West“ im alten Tagebaubereich weisen eine Generalneigung der Endböschung von 60 ° und eine Höhe von 100 m auf (s. Abbildungen 3,4 und 5). Die Abbauetagen auf diesen Bruchwänden sind kaum sichtbar und überhaupt nicht begeh- oder befahrbar. Es besteht eine Steinfallgefahr. Aus diesem Grund bedürfen diese zwei Hänge der Sanierung.

Die Ansichten der derzeitigen Steinbruchsituation sind in Abbildungen 2, 3, 4 und 5 des Anhangs A dargestellt.

2.4 Vorhaben von ALAS International

ALAS International Baustoffproduktion AG beabsichtigt eine Steinbruchsanierung, die in folgenden Schritten erfolgen soll:

1. Abbauerweiterung der Lagerstätte Srebro (s. Abbildung 2)
2. Sanierung der Bruchwand „Süd“ und „West“ im alten Tagebaubereich
3. Rekultivierung des Steinbruchs, aus dem eine Erholungsanlage entstehen soll

Im Zusammenhang mit diesem Vorhaben und als Folge mit der Vergabe dieser Diplomarbeit erfolgte am 16.02.2008 eine Besichtigung vor Ort, wobei eine Erhebung der anfänglichen Projektinformationen und ein Überblick über die beschriebene Situation gewonnen werden konnte. Diese Informationen bilden die Grundlage für diese Diplomarbeit. Für bessere anfängliche Orientierung im Gelände wurden relevante Entfernungen im Google Earth vermessen. Diese können Tabelle 1 entnommen werden.

Der Beginn der Abbauerweiterung wird durch das komplizierte Genehmigungsverfahren erschwert, da der Steinbruch in einem Naturpark mit reicher Vegetations- und Tierwelt liegt. Der Abbaubereich ist reichlich bewaldet.

2.5 Geplante Jahresfördermenge

Die geplante Jahresfördermenge soll laut den Vorstellungen des Auftraggebers 800.000 to / a betragen und wird bei der Abbauplanung berücksichtigt. Dabei handelt es sich um die gesamte Fördermenge an Abraum und Wertmineral. Die Änderung des Wertmineralanteiles im abgebauten Fördergut wird in den kommenden Untersuchungen ermittelt und dargestellt.

3 Topographie

3.1 Beschreibung

Eine vernünftige topographische Karte des Geländes ist ein wichtiger Teil der Lagerstättenmodellierung in SURPAC.

Die bei der Privatisierung von der Gesellschaft Vojvodinaput – Rudnici nemetala Rakovac übernommene Betriebsdokumentation bildet die Grundlage für diese Diplomarbeit. Dabei wäre zu bemerken, dass alle Unterlagen auf Serbisch verfasst wurden, was dem Verfasser eine detailliertere Bearbeitung bzw. Zitierung nicht möglich machte.

Im Jahre 2006 wurde der Steinbuch und seine Umgebung von serbischen Vermessungsingenieuren neu vermessen. Die Ergebnisse dieser Vermessung wurden als digitale topographische Karte im AutoCAD-Format zur Verfügung gestellt. Die AutoCAD-Datei konnte ins SURPAC konvertiert und als String-Datei gehandhabt werden. Die in der Datei dargestellte Geländefläche umfasst ein Areal von 129,3 ha.

Nach der Analyse des digitalen topographischen AutoCAD-Kartenwerks wurden grobe Koordinatenfehler festgestellt, was eine weitere Handhabung ausschließen ließ. Aus diesem Grund wurde beschlossen, ein vorhandenes altes Kartenwerk zu digitalisieren und ins SURPAC zu überspielen.

3.2 Erstellung des digitalen Modells der Topographie

Das Erstellen des digitalen Modells des zu untersuchenden Geländes erfolgte mithilfe des Digitalisierens. Unter Digitalisieren versteht man die Umwandlung von Objekten auf einer Papierkarte in digitales Format.

Der Digitalisiervorgang kam zustande durch freundliche Unterstützung der Bergbauplanungsfirma MINE-IT in Leoben. Für Digitalisieren wurde ein an den

Computer mit SURPAC angeschlossenes Digitalisierbrett des Formats A0 verwendet.

Die digitalisierte topographische Karte deckt ein Areal von 57,8 ha ab. Aufgrund des Alters des Kartenwerkes und seiner Abgenutztheit – die Karte wies schlecht- oder nicht mehr sichtbare Bereiche auf – konnte der zu untersuchende Bereich nur zu ca. 80 % digitalisiert werden.

Nach dem Digitalisieren wurden die AutoCAD- und die SURPAC-Topographien miteinander verglichen. Dabei konnte festgestellt werden, dass die Höhengichtlinien der ACAD-Topographie an manchen Stellen bis zu 15 m ober- und unterhalb der Höhengichtlinien der digitalisierten Topographie liegen. Auch nicht alle topographischen Merkmale des Geländes wurden im ACAD-File dargestellt.

An dieser Stelle wird an die mehrjährige Erfahrung der Bergbauplanungsfirma MINE-IT verwiesen. Diese kann mit neu vermessenen AutoCAD-Topographiekarten eher als negativ bezeichnet werden. Dagegen weisen alte von Hand gezeichnete topographische Karten in der Regel höhere Genauigkeit der Koordinaten und der topographischen Merkmale auf.

Nach der Analyse der zwei topographischen Karten wurde die AutoCAD-Topographie aus oben genannten Gründen von weiterer Verwendung ausgeschlossen. Die Modellierung wurde mit Verwendung des digitalisierten Kartenwerks fortgesetzt.

Die kritische Gegenüberstellung der zwei vorhandenen digitalen Kartenwerke ist in Abbildung 6 des Anhangs A und Abbildung 7 untenstehend zusammengefasst.

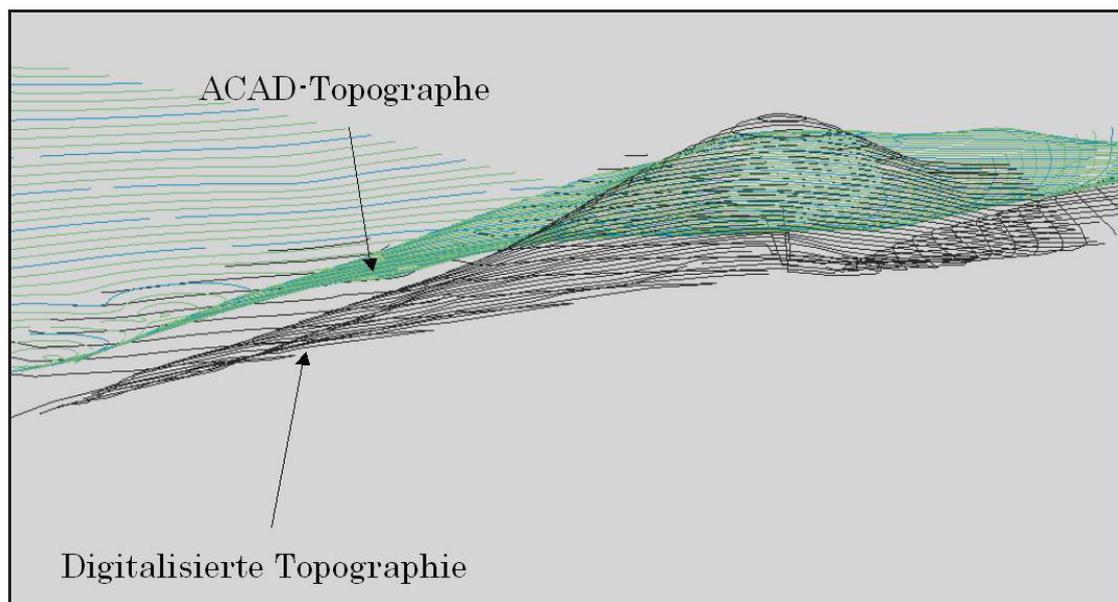


Abbildung 7: Graphische Darstellung der Koordinatenfehler der ACAD-Topographie

4 Geologie

4.1 Bisherige Untersuchungen

Die Lagerstätte wurde durch Oberflächenkartierungen und Kernbohrungen von der damals staatlichen serbischen Gesellschaft Vojvodinaput – Rudnici nemetala Rakovac systematisch untersucht. Dabei wurden 14 Kernbohrungen durchgeführt, aus denen 4 geologische Profilschnitte erstellt wurden. Die Profilschnitte stellen die Konturen des Lagerstättenkörpers, der Überlagerung sowie der vier Nebengesteinspakete dar. Die Koordinaten der Erkundungsbohrungen sind in Tabelle 2 zusammengefasst.

4.2 Lagerstättenmodellierung

Eine umfassende Datenbasis ist die Grundlage für die Erstellung eines möglichst naturgetreuen Modells der Lagerstätte. Es ist wichtig, alle Daten, die während der Explorationsphase durch Kartierung, Aufschlüsse, Erkundungsbohrungen usw. gewonnen werden, zu erfassen. Die Datenbasis für die durchgeführten Lagerstättenmodellierungen bilden größtenteils Informationen, die aus Erkundungsbohrungen gewonnen werden konnten.

Die Lagerstättenmodelle bieten die Möglichkeit lagerstättenkundliche Informationen abzubilden. Im Vordergrund stehen die Darstellung der Lagerstättengeometrie bzw. der Lagerungsverhältnisse der Wert- und Nebengesteine, die Ermittlung der Reserven sowie die Erfassung der Qualitätenverteilung. Lagerstättenmodelle bilden die Grundlage für die Planung und die Gewinnung und somit Ausgangspunkt für die Beurteilung der lokalen Verfügbarkeit des Rohstoffes. [3]

Für die bergtechnische Planung ist dabei vorrangig die Lage des Lagerstättenkörpers, der Nebengesteinsinformationen sowie die Mächtigkeit der Überlagerung von Bedeutung. Diese beeinflussen sowie die Auswahl des

Abbaubereiches und die Abbaurichtung als auch die Entwicklung des Abbaufortschritts.

Die Datengrundlage für die 3D-Lagerstättenmodellierung in SURPAC besteht aus Informationen der geologischen Profilschnitte. Diese wurden der vom vorigen Betreiber geführten Bergbaudokumentation entnommen und digitalisiert (s. Abbildung 8). Nach dem Digitalisieren wurden den Profilschnitten 3-D-Koordinaten zugeteilt, so dass aus diesen ein 3-D Lagerstättenkörper sowie 3-D Nebengesteinskörper erstellt werden konnten (s. Abbildung 9 und 10). An dieser Stelle muss erwähnt werden, dass durch die Interpretation der geologischen Informationen mögliche Unsicherheiten entstehen können. Die schematische Darstellung der möglichen geologischen Unsicherheit, die im Laufe dieser Studie aufgetreten ist, wird in Abbildung 11 veranschaulicht. Es geht hier um die mögliche Abweichung der Lagerstättengeometrie von der, die in dieser Studie verwendet wurde. Die Wahrscheinlichkeit, dass diese Abweichung sich während des Abbaus bestätigt wird ist zwar hoch, kann aber vom Verfasser für diese Studie als „nicht wesentlich“ bzw. „geringfügig“ im Bezug auf gesamte Verhältnisse eingestuft werden.

4.3 Wertgestein und Abraum

Beim Wertgestein handelt es sich um einen Trachyt, welcher ein Vulkangestein ist und typische porphyrische Struktur aufweist. Durch seine hohe Widerstandsfähigkeit und Frostbeständigkeit ist Trachyt ein attraktiver Rohstoff für die Split- und Schotterproduktion. Die Schwerpunkte der Verwendung liegen im Bereich des Straßenbaus und der Betontechnik.

Der lokalisierte Trachyt-Körper hat eine nachgewiesene West-Ost Erstreckung von mindestens 430 m. Seine größte nachgewiesene Mächtigkeit beträgt ca. 250 m, die minimale Mächtigkeit beträgt ca. 166 m. (s. Abbildung 12)

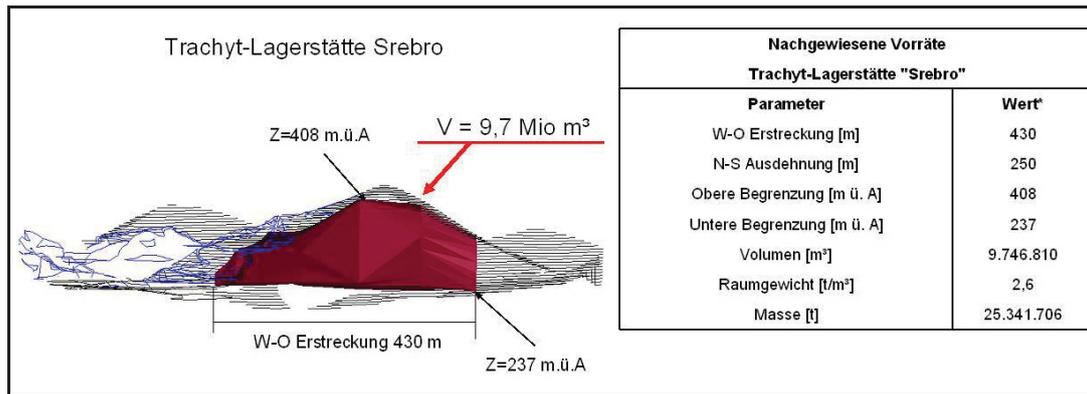


Abbildung 12: Darstellung der Geometrie der Trachyt-Lagerstätte Srebro

Die Trachytlagerstätte Srebro ist von verändertem Trachyt, Pyroklastika und Mutterboden überlagert. Die nördliche und südliche Seite der Lagerstätte grenzen an Oberkreidensedimente an. Im Norden fällt die Lagerstätte mit einem Winkel von 80° ein. Im Süden beträgt der Einfallswinkel 60° .

Um die weitere Planung zu ermöglichen musste davon ausgegangen werden, dass der gesamte Lagerstättenkörper aus verwertbarem Material besteht. Das Nebengestein sowie die Überlagerungsschichten werden als „nicht verwertbar“ bezeichnet und damit müssen diese verhaldet werden. Es wird an dieser Stelle empfohlen, die angesprochenen Gesteinsformationen in Zukunft auf die Verwertbarkeit zu untersuchen.

4.4 Geologische Vorräte

Geologische Vorräte werden in zwei Klassen unterteilt. Die erste Klasse wird als *sichere Vorräte* bezeichnet. Sie bezieht sich auf die Lagerstättengeometrie bzw. -dimension, die aus den vorhandenen Profilschnitten feststellbar sind. Die Kubatur des Lagerstättenkörpers, die durch das geometrische Lagerstättenmodell bestimmt wurde, beläuft sich auf $9,7$ Mio m^3 . Es handelt sich also um geologische Vorräte, die durch das bereits vorhandene Untersuchungsdaten sicher nachgewiesen sind.

Die zweite Vorratsklasse wird als *vermutete Vorräte* bezeichnet. Es wird davon ausgegangen, dass der Lagerstättenkörper in Wirklichkeit größere räumliche

Dimensionen zur Teufe und im Streichen hat. Die Vermutung der größeren Teufe kann damit erklärt werden, dass die Lagerstätte in Folge einer Eruption entstanden ist und dass im alten Tagebaubereich vom vorigen Steinbruchsbetreiber eine Etage aufgefahen wurde, deren Sohle 25 m tiefer liegt als der tiefste Profilschnittpunkt in diesem Bereich. Der Bestandteil des von dieser Etage abgebauten Materials ist weiterhin unbekannt.

Die Vermutung der größeren Dimension der Lagerstätte im Streichen lässt sich folgendermaßen erklären. Der sichere Lagerstättenbereich endet mit dem Profilschnitt 4. Da allem geologischen Verständnis nach die Lagerstätte nicht so abrupt im Streichen enden kann, wird im Streichen ein 5. Profilschnitt mit einem Abstand von ca. 100 m hinzugefügt, der eine Kopie von Profilschnitt 4 ist. Man spricht dabei von einem Extrapolieren der Lagerstätte in die östliche Richtung. Die Nebengesteinspakete werden nach demselben Prinzip extrapoliert. Das Volumen des vergrößerten Lagerstättenkörpers wurde im Blockmodell berechnet und beläuft sich auf 15,5 Mio m³. Die Parameter des Blockmodells sind in Abbildung 16 zusammengefasst. Die in diesem Kapitel behandelten Betrachtungen zur Lagerstätten Dimensionen sind in Abbildungen 13, 14 und 15 dargestellt. Die Gegenüberstellung der zwei oben beschriebenen Lagerstättenkörpermodelle ist in Tabelle 10 zusammengefasst.

Nachgewiesene Vorräte	
Trachyt-Mineralisation "Srebro"	
Parameter	Wert*
W-O Erstreckung [m]	430
N-S Ausdehnung [m]	250
Obere Begrenzung [m ü. A]	408
Untere Begrenzung [m ü. A]	237
Volumen [m ³]	9746810
Raumgewicht [t/m ³]	2,6
Masse [t]	25341706
Extrapolierte Vorräte	
Trachyt-Mineralisation "Srebro"	
Parameter	Wert*
W-O Erstreckung [m]	540
N-S Ausdehnung [m]	250
Obere Begrenzung [m ü. A]	408
Untere Begrenzung [m ü. A]	212
Volumen [m ³]	15480344
Raumgewicht [t/m ³]	2,6
Masse [t]	40248894,4
	*-Vermittelt in Surpac

Tabelle 10: Gegenüberstellung der Dimensionen der Lagerstättenkörper

Für alle in dieser Studie durchgeführten Berechnungen wurden die extrapolierten Lagerstätten- sowie Nebengesteinsmodelle herangezogen.

5 Abbauplanung

5.1 Bestimmung der Tagebauzuschnittsparameter

Ein wichtiger Schritt zur Beurteilung der Lagerstättenverhältnisse und als Folge der Wirtschaftlichkeit des Betriebsgeschehens ist die Wahl der Tagebauzuschnittsparameter. Die Bestimmung des optimalen Tagebauzuschnitts ist in erster Linie von der Art, Ausbildung und Erstreckung der Lagerstätte abhängig. Unter Annahme einer standsicheren Generalneigung der Endböschung werden verschiedene Varianten durchgerechnet. Angestrebt wird eine möglichst vollständige Ausbeutung der Lagerstätte im Hinblick auf die Wirtschaftlichkeit, Landschaftsbild und Nachnutzung.

Bei Bestimmung des optimalen Tagebauzuschnitts spielen Etagenhöhe und Etagenbreite eine bedeutende Rolle. Ihre Dimensionierung richtet sich nach betriebstechnischen, wirtschaftlichen und sicherheitstechnischen Aspekten, wobei letztere Überlegungen Priorität haben. [4]

Die Generalböschungsneigung muss so ausgelegt sein, dass Böschungsrutschungen und Steinschlag ausgeschlossen sind. Sie hat direkten Einfluss auf die Flächeninanspruchnahme des Tagebaues und auf das A:W-Verhältnis im projektierten Bereich.

Aufgrund der fehlenden Standsicherheitsuntersuchungen der Endgestaltungsböschungen im Steinbruch Srebro, mussten Erfahrungswerte der Tagebautechnik herangezogen werden.

Die Abbaugeometrie setzt sich aus der Anzahl der Etagen und der Höhe und Breite der einzelnen Etagen sowie der Etagenneigung zusammen. Bei der Auslegung der optimalen Etagenhöhe ist übergeordnet die Vermischung von Abraum mit Wertmineral entscheidend: Der Anteil des Mischhauwerkes ist bei niedrigen Etagenhöhen geringer. Damit lassen sich die durch das

Mischhauwerk bedingten Verluste verwertbarer Lagerstättensubstanz minimieren.

5.2 Wahl des Tagebauendstandes

Ein wesentliches Gestaltungsmerkmal der Abbautechnik ist die Größe und Form des Tagebauendstandes, also die geometrische Situation nach Beendigung der Abbautätigkeit.

Bei der Wahl des Tagebauendstandes wird ein im Sinne der nachhaltigen Lagerstättennutzung möglichst vollkommener Abbau der Lagerstätte angestrebt. Für die Vorratsberechnung im Bezug auf die Abbaufeldesgröße wird der vom Verfasser extrapolierte und als 3-D Modell erstellte Lagerstättenkörper herangezogen, der nach zwei Vorratsklassen charakterisiert wird, und nämlich nach nachgewiesenen und vermuteten Lagerstättenvorräte. Eine detaillierte Beschreibung des extrapolierten Lagerstättenkörpers ist in Kapitel 4.4 enthalten.

Die wesentlichen dabei berücksichtigten Gestaltungsprinzipien der Endgeometrie sind nachstehend zusammengefasst:

- Die Generalneigung der Tagebauendböschung liegt bei 45°
- Es wurde eine Etagenhöhe von 15 m vorgesehen, nicht zuletzt auch wegen verminderter Unfallgefahr.
- Die Etagenneigung beträgt 70° und entspricht dem Stand der Steinbruchstechnik.

Das Tagebautiefste des Endtagebaus liegt auf Höhenkote 270 m.ü.A. Das entspricht der Höhenlage des vor dem alten Tagebaubereich aufgeschütteten Damm, wo die Vorbrechanlage installiert werden wird. Die wesentlichen durch das Modellieren in SURPAC ermittelten Parameter des Endtagebaus sind untenstehend in Tabelle 11 dargestellt.

Abbaufeld Endgestaltung	
Abbaufläche [ha]	14,3
Generalneigung der Endböschung [°]	45
Etagenhöhe [m]	15
Etagenbreite [m]	9,5
Etagenneigung [°]	70
Längserstreckung [m]	500
Quererstreckung [m]	330
max. Höhendifferenz [m]	165

Tabelle 11: Geometrische Parameter vom Abbaufeld Phase Endgestaltung

Die Abbauvorräte des projektierten Abbaubereiches umfassen eine Gesamtkubatur von 9,3 Mio m³, wobei 2,2 Mio m³ auf das Abraummaterial sowie die nicht verwertbaren Lagerstättenanteile entfallen (s. Tabelle 18). Bei einer jährlichen Rohstofffördermenge von etwa 800.000 to entspricht dies einer Gewinnungsdauer von ca. 30 Jahren. Der geplante Tagebauendstand bzw. seine geometrische Situation ist in Abbildung 49 dargestellt.



Abbildung 49: Graphische Darstellung vom Tagebauendstand

5.2.1 Zugänglichkeit für Tagebauendstand

Die Südliche Endtagebauböschung wird so gestaltet, dass kein Zugang nach Abbauende erforderlich ist.

5.3 Strategie der zeitlichen Entwicklung des Abbaus

Nachdem die Endtagebaugeometrie definiert wurde (s. Kapitel 5.3), wurde festgestellt, dass das Verfahren der Beantragung der Abbaugenehmigung für diese Tagebaugeometrie, dessen Fläche 14,3 ha beträgt, unter der Berücksichtigung der in Serbien gegebenen Umweltauflagen sich derzeit schwer durchführen lässt. Einer der Gründe dafür ist die Lage des Steinbruchs, der sich in einem Naturpark mit reicher Tier- und Vegetationswelt befindet.

Aus diesem Grund wurde beschlossen, den Abbau in zwei Abbauphasen zu unterteilen. Die Unterteilung des Abbaufeldes in zwei kleinere Tagebaue soll die Einholung einer Abbaugenehmigung beschleunigen, in dem erst eine kleinere Abbaufäche beantragt wird. Der Abbau des zweiten Bereiches erfolgt nach Beenden der ersten Abbauphase. Beide Abbauphasen stellen eine logische Fortsetzung der Abbauführung im alten Tagebaubereich dar. Die Unterteilung in zwei Abbauphasen ist in Abbildung 18 schematisch dargestellt. Der Abbau erfolgt von West nach Ost.



Abbildung 18: Schematische Darstellung der Unterteilung des Abbaufeldes in zwei Abbauphasen

5.4 Untersuchungen für jede einzelne Abbauphase

Das Ziel der Untersuchung war es, für jede einzelne Abbauphase sowie für den Endtagebaustand folgende Werte zu ermitteln, die als Grundlage für weitere abbautechnische und wirtschaftliche Beurteilungen dienen:

- Abbaumengen an Gestein gesamt
- Abbaumengen an Wertmaterial
- Abbaumengen an Abraum
- Verluste an Wertmaterial
- A:W-Verhältnis
- Flächeninanspruchnahme

Darüber hinaus konnte die Wirtschaftlichkeit des Vorhabens analysiert sowie das Landschaftsbild nach Beenden der Einzelnen Abbauphasen veranschaulicht werden.

Die Generalneigung der Endtagebauböschung wurde zwar in Kapitel 5.2 als 45° definiert, war es trotzdem in weiterem Schritt von Bedeutung, zur besseren Argumentation und Veranschaulichung der Ergebnisse die oben genannten Werte bei unterschiedlichen Generalneigungen zu berechnen, und zwar bei 35°, 45° und 55°. Die Berechnung erfolgte in SURPAC. Es ist vorzumerken, dass es sich an dieser Stelle um die Etagengeometrie der Tagebauendgestaltung handelt. Auf dieser Etappe wird der Einfluss der Förderwege auf die jeweilige Abbauphasengeometrie noch nicht berücksichtigt (s. Abbildung 19).

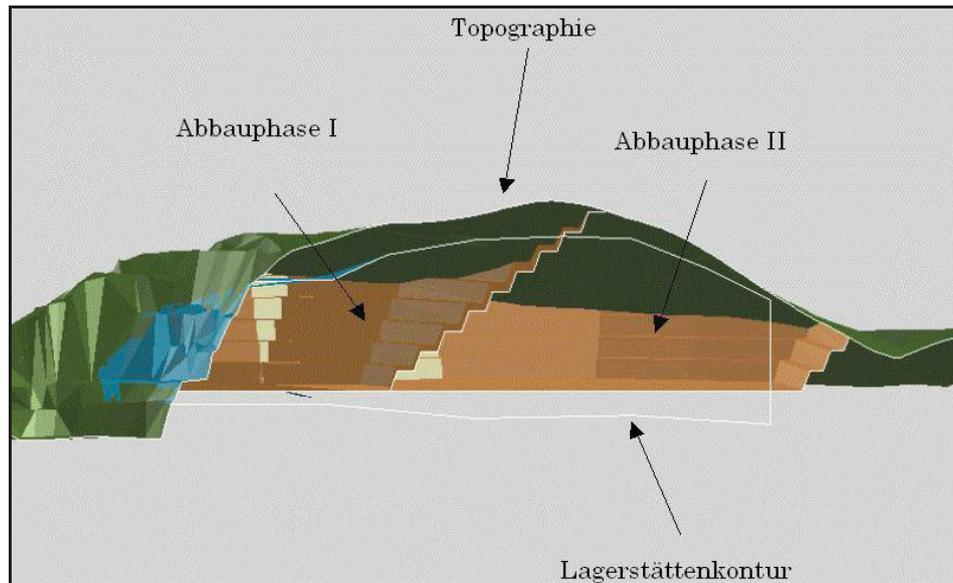


Abbildung 18: Unterteilung in Abbauphasen

5.5.1 Abbauphase I

Der Endtagebau der ersten Abbauphase nimmt bei Generalneigung 45° ein Areal von 8,7 ha ein (FiNa). Die Abbauvorräte des projektierten Abbaubereiches umfassen eine theoretische Gesamttonnage von 11,7 Mio to, wobei 4,1 Mio to auf das Abraummaterial sowie auf die nicht verwertbare Lagerstättenanteile entfallen. Bei einer jährlichen Rohstofffördermenge von 800.000 to entspricht dies einer Gewinnungsdauer von rund 15 Jahren.

Ein wichtiger Faktor bei der Beurteilung der Lagerstättenverhältnisse und als Folge der Wirtschaftlichkeit des Abbauvorhabens ist das Abraum-zu-Wertgestein-Verhältnis (weiter A:W-Verhältnis). Er spiegelt die Menge des auf eine Tonne von Wertgestein anfallenden Abraummaterials wider.

Das A:W-Verhältnis für diese Abbauphase beträgt 0,55 (s. Tabelle 16).

Generalneigung [°]	Einfluss unterschiedlicher Tagebauzuschnittszenarios auf das Ausbringen und FiNa für Abbauphase I. (absolut)					
	35		45		55	
	Abbaumenge [to]	Anteil [%]	Abbaumenge [to]	Anteil [%]	Abbaumenge [to]	Anteil [%]
Gestein Gesamt	13.780.000	100%	11.700.000	100%	8.060.000	100%
Trachyt	8.580.000	62%	7.540.000	64%	5.460.000	68%
Abräum gesamt	5.200.000	38%	4.160.000	36%	2.600.000	32%
Trachyt Vorräte nachgewiesen [to]					25.220.000	
Trachyt Vorräte vermutet [to]					42.120.000	
Verluste nachgewiesen [to]	16.640.000		17.680.000		19.760.000	
Verluste vermutet [to]	33.540.000		34.580.000		36.660.000	
A:W-Verhältnis kumulativ	0,61		0,55		0,48	
Flächeninanspruchnahme [ha]	10,0		8,7		5,6	

Tabelle 16: Abbauphase I. Einfluss von Tagebauzuschnittszenarios auf das Ausbringen und FiNa.

5.5.2 Abbauphase II

Der Endtagebau der zweiten Abbauphase nimmt ein Areal von 5,6 ha ein. Die Abbauvorräte des projektierten Abbaubereiches umfassen eine theoretische Gesamttonnage von 12,5 Mio to, wobei 1,5 Mio to auf das Abraummaterial sowie auf die nicht verwertbare Lagerstättenteile entfallen. Bei einer Rohstofffördermenge von 800.000 to entspricht dies einer Gewinnungsdauer von 16 Jahren. Das A:W-Verhältnis für diese Abbauphase beträgt 0,1 (s. Tabelle 17).

Generalneigung [°]	Einfluss unterschiedlicher Tagebauzuschnittszenarios auf das Ausbringen und FiNa für Abbauphase II. (absolut)					
	35		45		55	
	Abbaumenge [to]	Anteil [%]	Abbaumenge [to]	Anteil [%]	Abbaumenge [to]	Anteil [%]
Gestein Gesamt	13.520.000	100%	12.480.000	100%	13.780.000	100%
Trachyt	11.180.000	83%	10.920.000	88%	11.440.000	83%
Abräum gesamt	2.340.000	17%	1.560.000	13%	2.340.000	17%
Trachyt Vorräte nachgewiesen [to]					25.220.000	
Trachyt Vorräte vermutet [to]					42.120.000	
Verluste nachgewiesen [to]	5.460.000		6.760.000		8.320.000	
Verluste vermutet [to]	22.360.000		23.660.000		25.220.000	
A:W-Verhältnis kumulativ	0,2		0,1		0,2	
Flächeninanspruchnahme [ha]	6,5		5,6		6,5	

Tabelle 17: Abbauphase II. Einfluss von Tagebauzuschnittszenarios auf das Ausbringen und FiNa.

5.5 Zusammenfassung

Bei Analyse der oben angeführten Abbauphasen konnte festgestellt werden, dass die zweite Tagebauszchnittsvariante geologisch günstigere Bedingungen aufweist, was auf dieser Etappe allein mit dem A:W-Verhältnis ausdrücklich gemacht werden könnte.

5.5.1 Prinzipielle Verteilung von Wertmineral und Abraum nach Etagen

Das A:W-Verhältnis im projektierten Bereich nimmt mit der Teufe kontinuierlich ab und wird in Diagramm 1 bezogen auf die Abbauetagen dargestellt.

5.5.2 Prinzipielle Verteilung von Wertmineral und Abraum nach Abbauphasen

Die Überlagerungsmächtigkeit nimmt von West nach Ost ab. Sie beträgt max. 30 m im westlichen Bereich und max. 10 m im östlichen Bereich der Lagerstätte. Prozentmäßig ausgedrückt und auf die jeweilige Abbauphase bezogen befinden sich im Tagebau der ersten Abbauphase 64 % Trachyt und 36 % Abraum. Im Tagebau der zweiten Abbauphase sind die geologischen Abbauverhältnisse um einiges besser, und zwar 88 % Trachyt und 12 % Abraum (s. Abbildung 20).

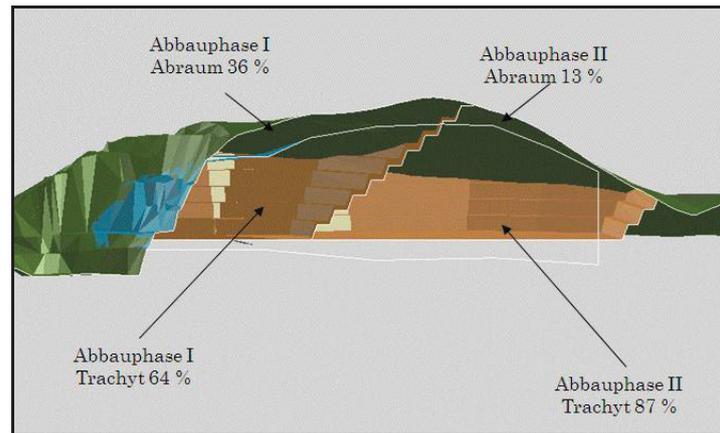


Abbildung 20: Darstellung der Unterteilung der geologischen Abbauverhältnisse je Abbauphase

5.6 Abbaustrategie

Aufgrund der topographischen und geologischen Verhältnisse können für den Abbau des Rohstoffes zwei unterschiedliche Abbaustrategien angewandt werden:

- 1) Flächenhafter Scheibenabbau
- 2) Etagenabbau mit mehreren Etagen in Verhieb

Es handelt sich dabei im Allgemeinen um Hügelabbau. Die genauere Vorgehensweise für die oben genannten Abbauverfahren ist in Kapiteln 5.6.1 und 5.6.2 beschrieben und im Anhang in Abbildung 21 und Abbildung 22 dargestellt.

In der Regel wird die Abbaustrategie so gewählt, dass bezogen auf die gesamte Lebensdauer des Projektes ein möglichst qualitativ konstantes Rohmaterial gefördert werden kann.

Der gewonnene Rohstoff wird mittels firmeneigener Fördergeräte zur Vorbrechanlage gefördert, die sich auf dem Hauptplanum 270 befindet. Dort wird der Rohstoff vorgebrochen und kann von Verbrauchern selbst abgeholt werden.

5.6.1 Scheibenabbau

Beim Scheibenabbau wird die Lagerstätte konsequent von oben nach unten in Scheiben abgebaut. Die gesamte Gewinnungsarbeit konzentriert sich damit auf jeder einzelnen Scheibe, was zweifellos logistisch gesehen zu den Vorteilen dieses Abbauverfahrens gehört. Kommt dieses Abbauverfahren zur Anwendung, muss damit gerechnet werden, dass über erste Abbaujahre hinaus ausschließlich unverwertbares Material abgebaut werden muss.

5.6.2 Etagenabbau mit mehreren Etagen in Verhieb

Die andere Abbaustrategie lässt sich so vorstellen, dass sich gleichzeitig mehrere Etagen in Verhieb befinden. Beim Zurückrücken der oberen Etagen nach hinten werden untenliegende Etagen aufgefahren. Es ist eine Anlage von Fahrbahnen zu allen Arbeitsetagen erforderlich, was zusätzlichen Maschinenaufwand hervorruft.

5.6.3 Zusammenfassung und Schlussfolgerungen

Um auf mögliche wechselnde Verhältnisse der Trachyt-Qualität reagieren und eine konstante Qualität bei anschließend hergestellten Endprodukte gewährleisten zu können, ist eine gewisse Mindestgröße der in Verhieb stehenden Fläche der Lagerstätte notwendig. Dabei sind mehrere Betriebspunkte gleichzeitig zur Verfügung zu halten. Aus diesem Grund wird das im Kapitel 5.6.2 beschriebene Abbauverfahren bevorzugt.

Es wird darauf hingewiesen, dass mit derzeitigem Kenntnisstand die endgültige Festlegung nicht exakt möglich ist, aber durch das vorgeschlagene Abbauverfahren mit mehreren Etagen in Verhieb optimale Voraussetzungen für eine laufende Anpassung auf Basis der im Zuge der Gewinnung bzw. des Abbaufortschrittes gewonnenen Erkenntnisse gegeben sind.

Für die Wahl der optimalen Abbaurichtung ist die Orientierung der Kluftsysteme im Gebirgsverband genau aufzunehmen und zu dokumentieren. Entsprechende Daten lagen zu Beginn der Untersuchungen nicht vor und wurden von daher im Rahmen dieser Studie nicht berücksichtigt.

5.7 Lagerstättenaufschluss

Bei der Abbauerweiterung im Steinbruch Srebro wird herkömmliche LKW-Förderung vorgesehen. Andere Möglichkeiten zum Fördern, wie z.B. Förderschacht, Förderband etc. wurden nicht behandelt.

Es war zu prüfen, ob der Ausbau alter Betriebsförderwege für die geplante Abbauerweiterung machbar sei. Ist dies nicht möglich, war zu untersuchen, wie sich die Geometrie der neu zu planenden Förderwege entwickelt und wie sich diese Förderwege mit dem bereits modellierten Tagebau überschneiden.

5.7.1 Anforderungen an moderne Förderrampen

Bei Konzipierung von Förderrampen für einen modernen Tagebaubetrieb sind folgende Punkte zu berücksichtigen:

1. Betriebs- und Arbeitssicherheit:

Förderwege müssen sowohl Betriebs- als auch Arbeitssicherheit gewährleisten. Als Hauptkriterium dafür ist die Förderwegbreite zu nennen, die so dimensioniert werden soll, dass gefährliche Situationen (z.B. Zusammenstossgefahr) beim betriebsüblichen Straßenverkehr möglichst gering gehalten werden müssen. Dies kann durch die Breite eines bergbauüblichen und zum Einsatz kommenden LKWs definiert werden. Dabei ist auch die Anzahl der Kehren zu nennen. Diese ist möglichst gering vorzusehen.

2. Rücksicht auf die Umwelt:

Aus dieser Hinsicht muss die Förderwegbreite in Grenzen gehalten werden, damit weniger Waldflächen in Anspruch genommen und das allgemeine Landschaftsbild nicht zu stark beeinflusst werden müssen. Die Fahrbahnsteigung sowie die Kehrenzahl spielen bei diesem Punkt eine der wesentlichen Rollen. Durch Optimierung dieser zwei Parameter kann negativer Einfluss auf die Umwelt verringert werden, z.B. in Form von geringeren Abgasemissionen.

3. Wirtschaftlichkeit des Förderns:

So wie bei Punkt 2 sind im Bezug auf Wirtschaftlichkeit der fördertechnischen Lösung Förderwegsteigung und Anzahl der Kehren zu nennen, mit deren Erhöhung der Spritverbrauch und Brems Scheiben- und Reifenverschleiß steigen wird.

Dazu zählen auch die Langlebigkeit der Förderwege sowie die Möglichkeiten, später aufgeschlossene Etagen, die separate Zufahrten benötigen, an den Förderweg anzuschließen. Die Geometrie der Förderwege soll der Geometrie des Endtagebaustandes angepasst werden, damit der Förderweg nicht verlegt bzw. neu aufgefahen werden muss.

Länge der Förderwege ist möglichst optimal zu gestalten.

Nur bei Einhaltung dieser Kriterien kann ein dem modernen Stand der Technik entsprechende Förderweg geschaffen werden.

5.7.2 Schlussfolgerungen

Die geplante Erweiterung des Abbaus bei angestrebter Jahresfördermenge von 800.000 to / a kann ausschließlich durch das Anlegen von neuen Förderwege und Rampen erfolgen.

Ein Ausbau der alten Förderwege ist nicht möglich auf Grund von deren kleinen Dimensionierung und der gebirgsmechanischen Stabilitätsproblemen von Hang „Nord.“

6 Überlegungen zur Haldenwirtschaft

6.1 Variantenstudie

Um den richtigen Ansatzpunkt für die Abbauplanung zu bekommen, ist es notwendig, Wege der längerfristigen Unterbringung des Abraums aufzuzeichnen. Dazu gibt es folgende Möglichkeiten:

- 1) Das Anlegen einer (mehrerer) Außenkippe(n)

- 2) Das Anlegen einer Innenkippe, d.h. einer Halde im bereits abgebauten Teil der Lagerstätte

Es muss davon ausgegangen werden, dass die gesamte Abraummaterialmenge nicht verwertet werden kann und damit verhaldet werden muss. Bei der Berechnung der Lagerstätten- und Abraumvolumina in SURPAC ergab sich eine gesamte Abraumkubatur von 2,2 Mio m³. Dabei handelt es sich um feste Kubikmeter. Um die Auflockerung des abgebauten Gesteins und dessen Verdichtung auf der Halde zahlenmäßig darstellen zu können, muss die gesamte „feste“ Abraumkubatur mit einem empirischen Faktor von 1,2 multipliziert werden (Prof. Oberndorfer). Dabei ergibt sich eine Haldenkubatur von 2,64 Mio m³.

Im Ersten Schritt der Überlegungen zur Haldenwirtschaft wurden das untersuchte Gebiet sowie seine Umgebung auf die Möglichkeit des Deponierens des anfallenden Abraummaterials studiert. Es galt im Allgemeinen abzuschätzen, wo es prinzipiell möglich wäre, das anfallende Abraummaterial zu deponieren. Dabei ergaben sich folgende Möglichkeiten:

- Variante 1: Innenkippe im Tagebau „Alt“
- Variante 2: Alte Außenkippe im Nord-Osten
- Variante 3: Talmulde hinter dem aufgeschütteten Damm im Norden
- Variante 4: Steinbruch Kišnjeva glava

Die angeführten Deponievarianten wurden im Hinblick auf Platzverhältnisse, sowie Förderentfernungen von Abbau zu Kippe für jeweilige Variante studiert. Die Lage der möglichen Deponievarianten sowie andere für das Projekt relevante Entfernungen sind in Abbildung 24 sowie in Tabelle 1 dargestellt.

6.1.1 Innenkippe

Unter Innenkippe versteht man eine Kippe für Abraummateriale innerhalb des abgebauten Tagebaubereiches. Die Kapazität der einzurichtenden Innenkippe im alten Tagebaubereich konnte durch das Modellieren der Halde in Surpac abgeschätzt werden. Dabei erwies es sich als durchaus möglich, in der Innenkippe 2,64 Mio m³ unterzubringen. Die Geometrie der Innenkippe kann besser durch Abbildung 26 veranschaulicht werden.

6.1.2 Außenkippe

Unter Außenkippe versteht man eine Kippe zum Verhalden des anfallenden Abraummateriale außerhalb des Tagebaus. Das Einrichten einer Außenkippe in den untersuchten Bereichen stellte sich vor allem noch aus dem Grund schwierig dar, weil die Gegend um den Abbau herum stark bewaldet ist.

Bei Variante 2 handelt es sich um die alte Außenkippe nord-östlich von der Lagerstätte gelegen. Die Kippe liegt etwa 1,4 km von dem zukünftigen Abbau weg. Sie stellt sich im aufgelassenen Zustand dar und ist in Zeiten des Stillstandes mit Vegetation bewachsen. Dadurch dass Messdaten für diese Außenkippe nicht zur Verfügung standen, konnte ihr Umfassungsvermögen nicht abgeschätzt werden.

Bei Variante 3 standen jeweils keine Messdaten zur Verfügung. Die Entfernung vom Abbau beträgt ca. 1,1 km. Rein optisch könnten die Platzverhältnisse dieser Variante als „nicht ausreichend“ eingestuft werden. Es wäre durchaus überlegenswert, das beim Aufschluss der Lagerstätte anfallende Humus- und

Mutterbodenmaterial an dieser Stelle zwischenzulagern, dessen Wiederverwendung bei den nachfolgenden Rekultivierungsmaßnahmen beabsichtigt ist.

Bei Variante 4 handelt es sich um den nahe liegenden (Luftlinie 2 km) Steinbruch Kišnjeva glava, der ebenfalls von ALAS International betrieben wird. Die große Entfernung (4,5 km) bis zum Steinbruch und mangelhafte Platzverhältnisse machen diese Variante unattraktiv für weitere Betrachtungen.

Es ist zu erwähnen, dass alle oben angegebenen Distanzen auf dieser Etappe im Programm Google Earth mit Verwendung der Funktion „Pfad“ bemessen wurden und kamen zur groben Abschätzung jeweiliger Variante zur Anwendung (s. Abbildung 24).

6.2 Sanierung bestehender Abbauwände

Im alten Tagebaubereich befinden sich zwei Abbauwände, die einer Sanierung bedürfen. Die Sanierungsarbeiten erfolgen im Zuge des Abbaus des restlichen Teiles der Lagerstätte Srebro. Die beiden Abbauwände sind durch steile Generalböschungsneigung von 60° und einer Höhe von rund 100 m gekennzeichnet.

6.2.1 Sanierungsverfahren

Es werden in der Praxis folgende Methoden zur Sanierung von Felsböschungen angewendet:

- Verringerung der Böschungsneigung
- Änderung der Orientierung der Böschung
- Drainieren der Böschung
- Ankerung der Böschung
- Verschütten der Böschung

Eine Verringerung der Böschungsneigung und der Böschungshöhe würde eine neue großräumige Abbautätigkeit auf den beiden Abbauwände bedeuten, was enorme zusätzliche Kosten hervorrufen würde.

Änderung der Orientierung sowie Drainieren und Ankerung der Böschung lässt sich in diesem Fall kaum durchführen bzw. würde keine vernünftige Ergebnisse nach sich ziehen.

6.2.2 Schlussfolgerung

Nach der Studie der Varianten zum Deponieren des Abraummaterials wird die Variante 1 Innenkippe im Tagebau „Alt“ anderen Varianten bevorzugt. Dafür sprechen vor allem kürzere Entfernung und ausreichende Platzverhältnisse.

Dadurch dass es während des Abbaus der Lagerstätte Srebro 2,2 Mio m³ an Abraummateriale anfallen werden sollen, scheint es durchaus sinnvoll zu sein, für die Sanierung der beiden Abbauhänge das Verschütten mit Abraum anzuwenden.

Im Zuge der Sanierung soll das Abraummateriale vom Abbau im alten Tagebaubereich verkippt werden. Das aufschütten von der Innenkippe erfolgt in 10 m Schichten. Nach dem Aufschütten jeder Schicht soll das Material mit Planierdrauen verdichtet werden.

6.3 Wasserwirtschaft

Die Entwässerung und Trockenhaltung des Steinbruchs Srebro kann in folgende Schritte untergliedert werden:

- 1) Abpumpen und Wegleiten des sich im alten Tagebaubereich angesammelten Wassers vor Abbaubeginn

- 2) Unterhaltung einer Entwässerungswirtschaft für das regelmäßige Abpumpen des Oberflächen- und Grundwassers, das sich während der Abbauperiode ansammeln wird

In Zeiten des Abbaustillstandes hat sich im Tagebaubereich „Alt“ ein See gebildet dessen Volumen auf mind. 150.000 m³ geschätzt wird. Vor dem Abbaubeginn ist dieser Bereich trockenzulegen. Dafür sind eine Pumpstation sowie eine Überwachung des Wasserpegelanstieges vorzusehen. Die Wassersituation ist durch zwei in den alten Tagebau hereinfließende Bäche erschwert. Die Wasserzuflussmengen sind zum heutigen Zeitpunkt nicht bekannt.

6.3.1 Wasserumleitung

Die Konzeption der Wasserumleitung kann in folgende Schritte aufgeteilt werden:

- 1) Anschütten und Verdichten des alten Tagebaubereiches bis auf Höhenkote 270 m
- 2) Einrichten von zwei Wasseraufnahmestellen in Bereichen des Hereinstürzens der zwei Bäche in dem alten Tagebaubereich
- 3) Verlegung der Beton-/Stahlrohre großen Durchmessers und Anlegung eines Wasserleitgrabens bis hin zu dem Bach „Nord“ mit einem Gefälle von ca. 5 % in die nördliche Richtung
- 4) Weiteres Verkippen von Abraum über die Wasserableitrohre

Die schematische Darstellung dieser Konzeption kann mit Abbildung 27 veranschaulicht werden.

Unterhaltung einer Entwässerungswirtschaft während des Abbaus bedarf einer gründlichen Planung und muss separat behandelt werden.

7 Detaillierte Abbauplanung

In diesem Abschnitt wird auf die Fragen der zweckmäßigen Abbauführung, der Gestaltung der Rohstoffförderung etc. eingegangen. Insbesondere werden Möglichkeiten der langfristigen Gestaltung des Abraumbetriebes nach vorwiegend wirtschaftlichen Gesichtspunkten aufgezeigt.

7.1 Abbauphase I in Jahresschritten: Jahr 1 bis 10

Ziel der detaillierten Abbauplanung ist es, folgende Punkte zu untersuchen:

- Entwicklung der Abbaugeometrie je Jahr und Etage
- Entwicklung der Mengen an Wertgestein und Abraum sowie des A:W-Verhältnisses
- Anschlussmöglichkeiten einzelner Abbauetagen an den Hauptförderweg sowie die Notwendigkeit der Auffahrung zusätzlicher Förderwege

Zur Erhöhung der Angriffspunkte sollte der Abbau möglichst rasch nach der Teufe entwickelt werden, um bei der Wahl der Betriebspunkte möglichst flexibel zu sein. Für die erste Abbauphase wurde Modellierung in Jahresschritten durchgeführt.

Jahr 1 (s. Abbildung 28):

Im ersten Abbaujahr erfolgt die Auffahrung des Hauptförderweges von Höhenkote 270 bis hinauf bis Höhenkote 435. Des Weiteren erfolgt der Abbau in folgenden Schritten:

- Auffahrung von E 420
- Herstellung einer Rampe von E 420 hinunter auf Kote 415
- Herstellung einer Zufahrtstrasse, die den Hauptförderweg mit dem Plateau 415 verbindet. Auffahrung von E 405
- Auffahrung von E 390
- Auffahrung von E 375

Dabei werden insgesamt 982.000 to an Gestein abgebaut, von deren 75.000 to an Trachyt und 907.000 to an Abraum anfallen. Das A:W-Verhältnis beträgt 12. Die überhöhte Jahresabbaumenge kann damit erklärt werden, dass die Gesteinsmengen, die bei der Auffahrung der Förderwege abgetragen werden, in den Blockmodell-Tonnagen-Reports mit dargestellt werden.

Jahr 2: (s. Abbildung 29)

- Auffahrung von E 360
- Auffahrung von E 345
- Abbau von E 390
- Abbau von E 375

Jahresabbaumenge:

- Trachyt: 171.000 to
- Abraum: 617.000 to
- Gesamt: 788.000 to
- A:W-Verhältnis: 3,6

Jahr 3: (s. Abbildung 30)

- Abbau von E 360
- Abbau von E 345
- Auffahrung von E 330

Dabei wurde die Notwendigkeit der Auffahrung einer zusätzlichen Rampe festgestellt, die die Etage 330 mit dem Hauptförderweg verbinden soll.

- Abbau von E 405, E 390 und E 375

Jahresabbaumenge:

- Trachyt: 208.000 to
- Abraum: 595.000 to
- Gesamt: 803.000 to
- A:W-Verhältnis: 2,8

Jahr 4: (s. Abbildung 31)

- Abbau von E 375, E 360 und E 345

Jahresabbaumenge:

- Trachyt: 492.000 to
- Abraum: 379.000 to
- Gesamt: 808.000 to
- A:W-Verhältnis: 0,9

Jahr 5: (s. Abbildung 32)

- Aufschluss von E 315. Auffahren eines zusätzlichen Förderweges „Nord-315“, der die Etage 315 mit dem Hauptförderweg auf Höhenkote 248 verbindet. Der Förderweg hat eine Breite von ca. 7,5 m und weist eine durchschnittliche Steigung von 10 % auf.
- Die Abbautätigkeit im Jahre 5 wird auf den Etagen 405, 390, 375, 360 und 330 geführt.

Jahresabbaumenge:

- Trachyt: 457.000 to
- Abraum: 336.000 to
- Gesamt: 793.000 to
- A:W-Verhältnis: 0,7

Jahr 6: (s. Abbildung 33)

- Abbau von E 375, E 360 und E 345
-

Jahresabbaumenge:

- Trachyt: 650.000 to
- Abraum: 140.000 to
- Gesamt: 790.000 to
- A:W-Verhältnis: 0,2

Jahr 7: (s. Abbildung 34)

- Auffahrung des Förderweges „Nord-300“
- Abbau von E 315 und E 300

Jahresabbaumenge:

- Trachyt: 610.000 to
- Abraum: 180.000 to
- Gesamt: 790.000 to
- A:W-Verhältnis: 0,3

Jahr 8: (s. Abbildung 35)

- Abbau von E 375, E 360, E 345, E 330 und E315

Jahresabbaumenge:

- Trachyt: 710.000 to
- Abraum: 110.000 to
- Gesamt: 820.000 to
- A:W-Verhältnis: 0,15

Jahr 9: (s. Abbildung 36)

- Auffahrung von Förderweg „Nord-285“
- Abbau von E 330, E 315 und E 300

Jahresabbaumenge:

- Trachyt: 680.000 to
- Abraum: 130.000 to
- Gesamt: 810.000 to
- A:W-Verhältnis: 0,19

Jahr 10: (s. Abbildung 37)

- Abbau von E 300
- Aufschluss von E 285
- Abbau von E 285

Jahresabbaumenge:

- Trachyt: 780.000 to
- Abraum: 30.000 to
- Gesamt: 750.000 to
- A:W-Verhältnis: 0,04

7.1.1 Zusammenfassung Abbaujahre 1 bis 10

- 1) Es wird eine kontinuierliche Steigerung des Trachytanteils an der gesamten Abbaufördermenge erreicht und zwar von 57.000 to im Jahr 1 bis 780.000 to im Jahre 10. Durch das A:W-Verhältnis ausgedrückt, nimmt dieses von 12 im ersten Jahr bis 0,04 im zehnten Jahr kontinuierlich ab.
- 2) Im 5. Jahr bleibt der Anteil an Trachyt fast derselbe, wie im Jahr 4. Es hängt mit dem Aufschluss der E 315 und mit der Auffahrung des dazu benötigten zweiten Förderweges „Nord-315“ zusammen.
- 3) Denkbar wäre, den Förderweg „Nord-315“ nicht im 5., sondern im 6. Jahr aufzufahren. Damit könnte der Anteil des Trachyts an der gesamten Abbaumenge im Jahr 5. wesentlich erhöht werden.
- 4) Die Volumina- bzw. Mengendaten sind absolute Zahlen aus den Surpac-Volumina-Reports. Sie stellen die Vermischung des Trachyts mit dem Nebengestein nicht dar, die auf manchen Etagen erfolgen wird. Der Vermischungsgrad ist schwer abzuschätzen und wird nicht berücksichtigt.

Der Abbau wird in zehn Etagen geführt und wird an die Geometrie des Hauptförderweges angepasst (s. Abbildung 38).

Ein detaillierter Überblick über die Abbaumengen pro Etage und Jahr können Tabelle 20 untenstehend entnommen werden.

Abbaustände (Jahre), Fördermengen in to										
Etagen	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
270 -> 285	-	-	-	-	-	-	-	-	2.600	430.000
285 -> 300	8.400	-	-	-	-	-	2.800	-	250.000	340.000
300 -> 315	12.000	-	-	-	3.500	-	330.000	200.000	290.000	-
315 -> 330	29.000	-	-	-	200.000	43.000	450.000	89.000	270.000	-
330 -> 345	16.000	490	220.000	360.000	120.000	260.000	-	250.000	-	-
345 -> 360	35.000	180.000	160.000	300.000	210.000	240.000	-	180.000	-	-
360 -> 375	9.200	240.000	180.000	150.000	140.000	250.000	-	100.000	-	-
375 -> 390	250.000	290.000	150.000	-	50.000	-	-	-	-	-
390 -> 405	300.000	83.000	60.000	-	30.000	-	-	-	-	-
405 -> 420	200.000	-	37.000	-	45.000	-	-	-	-	-
420 -> 435	110.000	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Summe pro Jahr	970.000	800.000	800.000	810.000	790.000	790.000	790.000	820.000	810.000	780.000
Davon Trachyt	75.000	170.000	210.000	430.000	460.000	650.000	610.000	710.000	680.000	750.000
%-Anteil an Trachyt	8%	21%	26%	53%	58%	82%	77%	87%	84%	96%

Tabelle 20: Abbaumengen an Trachyt und Abraum pro Etage und Jahr für die ersten 10 Abbaujahre.

7.1.2 Rampensystem für die 1. Abbauphase

Der Beginn der Abbautätigkeiten bzw. der Aufschluss der Lagerstätte angesichts der topographischen Situation des betrachteten Lagerstättenbereiches und der Unterteilung des Abbaufeldes in zwei Abbauphasen soll auf der Höhenkote 435 m.ü.A stattfinden, was gleichzeitig die Hügelspitze ist. Integraler Bestandteil dieses Vorhabens ist dabei die durchgehende Aufschließung des Tagebaus durch eine Rampe, die als Außenrampe geführt wird. Diese Rampe wird als Hauptförderweg bezeichnet.

Die Studie des Geländes hat ergeben, dass es nur eine Möglichkeit gibt, den Förderweg aufzufahren, der den oben angeführten Anforderungen entspricht. Die Auffahrung erfolgt auf der nördlichen Flanke von Höhenkote 270 m.ü.A hinauf bis zur Hügelspitze auf Höhenkote 435 m.ü.A. Dabei ist eine Höhendifferenz von 165 m zu überwinden. Der Hauptförderweg ist mit einer Steigung von 9 bis 12 % dimensioniert, wobei die Kehrensteigung 5 bis 7%

beträgt, und einer Breite von 10 m, was ca. der doppelten Breite eines SLKW's entspricht. Die Länge des Aufschlussförderweges beträgt 1,76 km. Diese Situation wird in Abbildung 23 veranschaulicht.

Nach Erreichen der Endsituation der 1. Abbauphase dessen geometrische Entwicklung modelliert wurde, durch den Hauptförderweg jedoch geändert werden musste, stellt sich die Rampensituation wie folgt dar:

- Hauptförderweg
- Die Anschlussrampe „Nord“-315 ist im 5. Abbaujahr aufzufahren. Auffahren dieser Rampe kann jedoch im 6. Jahr auch erfolgen.
- Die Anschlussrampe „Nord“-300 ist im 7. Abbaujahr aufzufahren.
- Anschlussrampe „Nord“-285 ist im 9. Abbaujahr aufzufahren.

Diese Rampen ermöglichen permanenten Anschluss der den Kennziffern entsprechenden Etagen an den Hauptförderweg.

7.2 Abbauphase II

Nach der erfolgten Modellierung der ersten zehn Abbaujahre der Lagerstätte wurde eine grobe Modellierung der weiteren Entwicklung der Abbaugeometrie vorgenommen und zwar in zwei Fünfjahresschritten und einem letzten Zehnjahresschritt, nach dem die Endgestaltung erreicht wird. Als Hauptziel wurde die Untersuchung der Notwendigkeit des Auffahrens von weiteren Förderwegen für die zweite Abbauphase gesetzt, sowie die Entwicklung der Abbaugeometrie und der Trachyt- bzw. Abraummengen.

7.2.1 Zwischenstand I

Der Abbau der zweiten Abbauphase beginnt im Jahre 11 von der Etage 420 und wird in sieben Etagen geführt. Die Abbaugeometrie entwickelt sich nach unten sowie im Streichen der Lagerstätte. Die dabei abgebaute Gesamtmenge an Gestein beträgt 4,4 Mio to, wobei 3,6 Mio to (82%) an Trachyt anfallen (s. Tabelle 21). Das A:W-Verhältnis beträgt in dieser Abbauperiode 0,22. Eine grobe Visualisierung der Entwicklung der Tagebaugeometrie in den Jahren 11 bis 16 bis hin zum Erreichen von Zwischenstand I kann in Abbildungen 39 bis 45 nachvollzogen werden.

Der Abbau in den oben genannten Jahren zeichnet sich durch wechselnde Abbaurichtungen und Rampenrückbau aus. Die Etagen 420, 405 und 390 wurden nach und nach unzugänglich konzipiert.

7.2.2 Zwischenstand II

In den Jahren 17 bis 21 findet der Abbau der zweiten Etappe der Abbauphase II statt. Die Abbaumengen sind ebenfalls in Tabelle 21 zu finden. Der Trachytanteil sinkt um 13 % von 82 % in den Jahren 11 bis 16 auf 69 % in den Jahren 17 bis 21. Das wird durch die weitere Entwicklung des Abbaus in die östliche Richtung hervorgerufen, wo die bis jetzt nicht aufgeschlossene Überlagerungsflächen aufgefahren werden.

Eine grobe Visualisierung der Entwicklung der Tagebaugeometrie bis hin zum Erreichen von Zwischenstand II kann in Abbildung 46 nachvollzogen werden.

7.2.3 Rampensystem für die 2. Abbauphase

Der Beginn der 2. Abbauphase ist durch massive Abtragungstätigkeiten an der Hügelspitze 435 m.ü.A gekennzeichnet. Das hat als Folge Steigerung der durchschnittlichen Förderentfernung. Der Beginn der 2. Abbauphase ist ausschließlich mit Rampenrückbau und wechselnden Abbaurichtungen möglich.

7.2.4 Endstand

Das Erreichen des Tagebauendstandes erfolgt bei einer Jahresfördermenge von ca. 800.000 to in 30 Jahren nach Abbaubeginn. Die Tagebaugeometrie des Abbauendstandes ist in Abbildung 49 zu sehen.

Sollte sich während des Abbaus und weiterer Lagerstättenacherkundung die dieser Arbeit zu Grunde gelegte Vermutung, die in Kapitel 4.4 beschrieben ist, bestätigt haben, werden die Chancen des weiteren Betriebes des Steinbruchs über die modellierten 30 Abbaujahre hinaus aus der geologischen und bergmännischen Sicht als durchaus positiv bezeichnet.

7.2.5 Innenrampen

Bei der in SURPAC durchgeführten Abbaumodellierung konnte keine Notwendigkeit von Anlegen der Innenrampen festgestellt werden.

7.3 Abraum

Als Ausgangsdaten für das Modellieren der Innenkippe in SURPAC dienten die in Kapitel 7 angeführten Überlegungen und Berechnungen, aus denen sich folgende Hauptparameter an die Innenkippe herauskristallisiert hatten:

- Haldenvolumen soll 2,64 Mio m³ betragen, welche der berechneten Gesamtabraumvolumina nach 30 Abbaujahren (Ende Abbauphase II) entsprechen
- Die Haldengeometrie soll das Sanieren der Wand „Süd“ und „West“ gewährleisten

Die Geometrie der Innenkippen nach Ende der Abbauphase I und Abbauphase II wird in Abbildungen 25 und 26 veranschaulicht.

7.4 Förderung

Als grundlegendes Konzept der Beurteilung der Förderung für diese Diplomarbeit wurde folgende Situation festgelegt:

- Die Vorbrechanlage befindet sich auf dem Planum 270.
- Das hereingewonnene Material wird von dem Abbaubetriebspunkt herunter zur Vorbrechanlage mit Hilfe von Bergbauüblichen SLKW's transportiert.
- Die Distanz zwischen Vorbrechanlage und Abbaubetriebspunkt wird als Förderdistanz bezeichnet.
- Änderungen der durchschnittlichen Förderdistanzlänge in jeweiligem Abbauezeitabschnitt wird dargestellt.
- Im Falle des Abraumtransportes wird zu der jeweiligen durchschnittlichen Förderdistanzlänge noch eine Distanz von 0,3 km dazu addiert. Diese Distanz stellt eine durchschnittliche Entfernung von Vorbrechanlage bis zur Innenkippe dar.

7.4.1 Lade- und Fördergeräte

Von Seiten des Auftraggebers wurden jeweils 2 Gerätetypen für Laden und Fördern empfohlen, die einer Beurteilung unterzogen werden mussten.

Ladegerät 1: Hydraulikbagger CAT 345 BL

Ladegerät 2: Radlader CAT 972H

Fördergerät 1: Knickgelenkter Muldenkipper („Dumper“) Komatsu HM350-2

Fördergerät 2: Muldenkipper („starre Mulde“) Komatsu HD405-7

7.4.2 Das System Laden und Fördern

Durch die im vorherigen Kapitel angeführten Lade- und Fördergeräte soll ein flexibles, den ständig wechselnden Abbaubedingungen angepasstes Lade- und Fördersystem entwickelt werden. So wird der Dumper auf Grund seiner speziellen Parameter wie Allradantrieb und Knicklenkung besser für den Abraumtransport geeignet sein, der zum Teil auf frisch aufgeschütteten Halde stattfinden werden wird.. Der Muldenkipper dagegen ist besser für den Wertgesteinstransport von der Abbaustätte bis zur Vorbrechanlage geeignet, da dieser auf einer gepflegten Hauptförderwegsfahrbahn erfolgen wird. Was die Ladegeräte betrifft, weist der Radlader höhere Flexibilität gegenüber dem Hydraulikbagger auf. Da zur Vergleichmäßigung der Qualität stets an verschiedenen Stellen geladen werden muss, kommt als Ladegerät ein Radlader in Frage, der innerhalb kürzester Zeit Ladestelle wechseln kann. Der Einsatz vom Hydraulikbagger ist dadurch aber nicht auszuschließen, da er niedrigere Arbeitstaktzeit und als Folge höhere Beladegeschwindigkeit aufweist. Aus den im vorherigen Kapitel angeführten Lade- und Fördergeräte ergaben sich 4 Kombinationsvarianten für das System Laden und Fördern.

Variante 1: Hydraulikbagger – Dumper

Variante 2: Radlader - Mulde

Variante 3: Radlader – Dumper

Radlader 4: Hydraulikbagger – Mulde

Ein Ladezyklus eines Radladers setzt sich aus vier Phasen zusammen:

- 1) Füllen der Schaufel
- 2) Manövrieren und Beladen
- 3) Leeren der Schaufel
- 4) Manövrieren leer

Es wurden 4 Arten der Fördergerätbewegung in Betracht genommen:

- 1) Beladen abwärts
- 2) Leer aufwärts
- 3) Beladen aufwärts (nur für Fahrten zu Halde)
- 4) Leer abwärts (nur für Fahrten zu Halde)

Die dabei erreichbaren Geschwindigkeiten in Abhängigkeit von der Förderwegsteigung, die mit 12 % angenommen wurde, wurden den Herstellerprospekten entnommen und mit einem Korrekturfaktor von 0,6 multipliziert. Dieser Korrekturfaktor soll Geschwindigkeitsunregelmäßigkeiten bezogen auf Kehren oder sonstige Fahrthindernisse darstellen. Der sich dabei ergebene Wert stellt eine durchschnittliche Geschwindigkeit für entsprechende Fahrtenart dar.

An dieser Stelle muss die Herkunftsquelle folgender bei der Berechnung eingesetzter Parameter genannt werden:

Die Arbeitstaktzeit und der Füllungsgrad wurden als Richtwert dem Buch Grundlagen der Erdbewegung [5] entnommen. Die Formeln für die Berechnung von Lademenge und Leistung stammen aus derselben Literaturquelle. Der in der Berechnung eingesetzte Benutzungsfaktor von 40 min/h sowie Wartezeiten von 3 min stellen eine Annahme des Verfassers dar und müssen in der Praxis durch Messungen überprüft werden. Die Basisarbeitstaktzeit erhöht sich mit

zunehmender Radladergröße und wird für das betrachtete Modell 0,55 min (33 sec) angenommen [5]. Die restlichen Werte wurden den Prospekten des Herstellers entnommen.

Die Hauptparameter der o.g. Geräte sind in Tabellen 26 und 27 zusammengefasst. Aufgrund dieser Parameter wurden folgende theoretische Daten für die jeweilige Variante ermittelt, die sich ebenso in den bereits genannten Tabellen wiederfinden:

- Ladeleistung
- Anzahl der Ladespiele pro LKW
- Beladezeit

Die berechnete Ladespielanzahl pro LKW ist als hoch und bei Variante 4 als sehr hoch zu beurteilen, d.h. der Einsatz des Hydraulikbaggers bei Beladen des Muldenkippers kann als wenig wirtschaftlich angesehen werden. Die Anpassung kann entweder durch Vergrößerung des Schaufelumfassungsvermögens des Hydraulikbaggers oder durch die Verringerung der Muldenkapazität erfolgen.

7.4.3 Produktionsdaten

Grundsätzlich wird von einer ganzjährigen Produktion ausgegangen mit 240 Arbeitstage im Jahr. Bei einem Einschichtbetrieb wird von einer effektiven Arbeitszeit von 6 Stunden pro Tag ausgegangen, was 1.440 theoretische Jahresarbeitsstunden ergibt. Es wird ein Korrekturfaktor von 0,8 eingesetzt, der mögliche Stillstand- sowie Ausfallzeiten sowie Revisionen berücksichtigt. Damit ergibt sich eine Zahl der verfügbaren Jahresarbeitsstunden bei einem Einschichtbetrieb von 1.152 und eine erforderliche Leistung pro Stunde von 694 to. Die Betriebsdaten für Ein-, Zwei- sowie Dreischichtbetrieb können Tabelle 23 entnommen werden.

7.4.4 Zeitliche Entwicklung der Förderentfernungen

Die Ausgangssituation für die Beurteilung der zeitlichen Entwicklung der Förderentfernungen ist in Kapitel 7.4 beschrieben. Die zeitliche Entwicklung der Förderentfernungen unter den im Steinbruch Srebro gegebenen Verhältnissen werden in Tabelle 22 zusammengefasst sowie in Diagramm 6 veranschaulicht. In Jahren 1 bis 10 wird eine tendenzielle Verringerung der durchschnittlichen Jahresförderentfernungen von 1,71 km im Jahr 1 bis 0,56 km im Jahr 10 beobachtet. Bedingt durch die Unterteilung der gesamten Gewinnungstätigkeit in zwei Abbauphasen erfolgt zu Beginn der Phase II eine Steigerung der durchschnittlichen Förderentfernung auf 1,21 km, die wiederum mit den Jahren sinkt.

Abbaustand	Abbau-Brecher	Brecher-Halde
Jahr 1	1,71	0,3
Jahr 2	1,28	0,3
Jahr 3	1,21	0,3
Jahr 4	1,06	0,3
Jahr 5	1,08	0,3
Jahr 6	0,89	0,3
Jahr 7	0,32	0,3
Jahr 8	0,76	0,3
Jahr 9	0,24	0,3
Jahr 10	0,56	0,3
Jahr 11-16	1,21	0,3
Jahr 17-21	1,03	0,3
Jahr 22-30	0,73	0,3

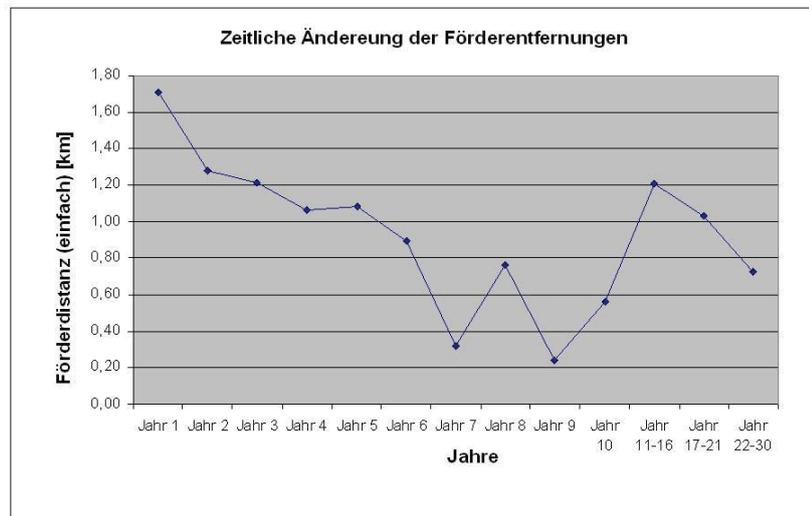


Tabelle 22 und Diagramm 6: Zeitliche Änderung der Förderentfernungen

7.4.5 Notwendige Anzahl der Lade- und Fördergeräte

Auf Grundlage der bereits behandelnden Arbeitsablaufstudie wird in der weiteren Planung der Gerätebedarf der Rohstoff- und Abraumförderung ermittelt.

Zur Ermittlung der Förderleistung wurde folgende Formel eingesetzt:

$$FL = \frac{FM}{\left[\frac{FD_B}{V_1} + \frac{FD_B}{V_2} \right] + \left[\frac{FD_A \times A_A^{Jn}}{V_3} + \frac{FD_A \times A_A^{Jn}}{V_4} \right] + Z_Z}$$

FL - Förderleistung [t/h]

FM - Fördermenge gesamt für ein LKW, [t]

FD_B - Förderdistanz zum Brecher [km]

V_1 - Geschwindigkeit eines LKWs beladen bergab, [km/h]

V_2 - Geschwindigkeit eines LKWs leer bergauf, [km/h]

FD_A - Zusätzliche Distanz vom Brecher bis zur Kippe, [km]

A_A^{Jn} - Anteil an Abraum im Jahr n, [%]

V_3 - Geschwindigkeit eines LKWs beladen bergauf, [km/h]

V_4 - Geschwindigkeit eines LKWs leer bergab, [km/h]

Z_Z - Zusätzliche Wartezeiten, [h]

Einen Überblick über die Änderungen der Auslastung des Systems Laden und Fördern im Bezug auf die Abbaujahre gibt Tabelle 7.

Die Berechnung der Auslastung und als Folge der notwendigen Anzahl der Lade- und Fördergeräte erfolgt in Abhängigkeit von Schichtanzahl und mit Berücksichtigung der sich zeitlich ändernden Förderentfernungen. Diese erfolgte nach folgender Formel:

$$A = \left[\left(\frac{FM_J}{FL} \right) / AS_{eff}^J \right] \times 100\%$$

A - Auslastung des Systems, [%]

FM_J - Fördermenge im Jahr, [t]

FL - Förderleistung, [t/h]

AS_{eff}^J - effektive Arbeitsstunden im Jahr, [h]

Für das System Radlader – Mulde im 1-Schichtbetrieb werden mindestens 2 Radlader über die Gesamtbetriebsdauer benötigt (s. Diagramm 9). Die Anzahl der Muldenkipper ändert sich von mindestens 6 in Jahren 1 bis 5 im Jahr 6 und 4 in Jahren 7 bis 10. Zu Beginn der Abbauphase II im Jahr 11 werden wieder mindestens 6 Muldenkipper benötigt. Diese Schwankungen sind durch die ändernden Förderentfernungen zu erklären und hängen unmittelbar mit der dadurch wechselnden Auslastung der Fördergeräte zusammen.

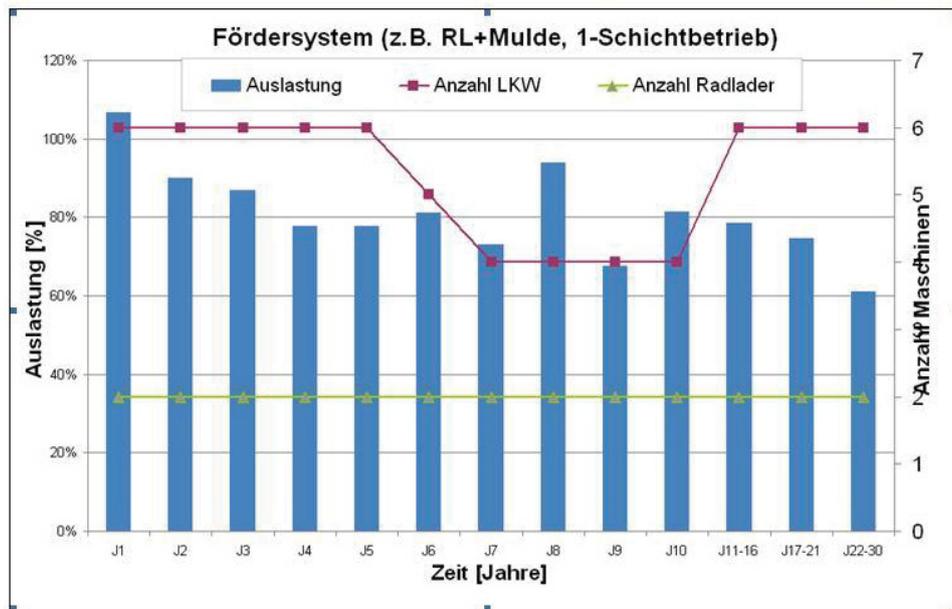


Diagramm 9: Darstellung des Gerätebedarfs in Abhängigkeit von der Auslastung für das System Laden und Fördern

Wird 3-Schichtig gearbeitet, wird ein Einsatz über die gesamte Betriebsdauer bei derselben Variante Radlader – Mulde von 1 Radlader und 2 Muldenkipper erforderlich, die allerdings unterbelastet bleiben, Radlader 40%, Muldenkipper 80 % (s. Diagramm 8).

7.5 Gewinnung

Hinsichtlich der Gewinnung wird ausschließlich Bohren und Sprengen in Betracht gezogen. Aufgrund der hohen Festigkeit des Trachyts ist die Anwendung von mechanischen Gewinnungsverfahren nicht möglich. Um gewisse Flexibilität des Abbaus sowie Qualitätssteuerung zu gewährleisten und unter Voraussetzung des parallelen Abbaus bei mind. zwei Betriebsansatzpunkten ist es notwendig, Einsatz von zwei Bohrgeräten zu berücksichtigen.

7.5.1 Bohren und Sprengen

Bei dem Sprengverfahren handelt es sich um das Großbohrlochsprengen, da die Etagenhöhe 15 m beträgt. Der Einfluss der negativen Auswirkungen der Sprengarbeit wie Steinflug, Erschütterungen, Lärm und Staubemission sollte für den Anrainer keine Probleme bereiten, da die nächstgelegene Siedlung 1,5 km Luftlinie vom Steinbruch liegt. Die in einer Entfernung von ca. 900 m gelegene Metheomessstation könnte durch die Sprengarbeit beeinträchtigt werden. Das Sprengverfahren ist mit den Betreibern der Metheostation abzustimmen, da durch die Sprengauswirkungen die Messapparatur beeinflusst bzw. beschädigt werden kann.

8 Betriebskostenkalkulation

Der Transport von Wertmineral und Abraum im Festgesteinstagebau erfordert bezüglich Investitions- und Betriebskosten die größten Aufwendungen, die bis zu 60 % der Gesamtkosten betragen können. [4]

Ziel der Betriebskostenkalkulation war es, anhand der bereits ermittelten technischen Parameter wie z.B. Leistung und Auslastung aussagekräftige Werte zu ermitteln, die die Betriebskosten je Stunde für die Lade- und Fördergeräte sowie für das System selbst darstellen. Des Weiteren war es wichtig, die für dieses Projekt markante Werte wie z.B. mit den Abbaujahren sinkende Förderentfernung, Unterteilung des Abbaus in Abbauphasen oder das sich mit Jahren tendenziell wechselnde A:W-Verhältnis, an die Gesamtkosten im Bezug auf Tonne verkauftes Material anzubinden. Diese Rechnung gilt für das System Laden und Fördern, dessen Betriebskosten durch die Ermittlung veranschaulicht gemacht werden konnten.

8.1 Berechnungsmethoden

Im ersten Schritt wurden die Betriebskosten für je Ladegerät bzw. Fördergerät pro Stunde in Abhängigkeit von der Schichtenanzahl ermittelt. Diese sind in Tabellen 28 und 29 zusammengefasst. Folgende Werte in den o.g. Berechnungstabellen mussten dabei angenommen werden:

- Treibstoffverbrauch je Betriebsstunde
- Personalkosten je Stunde (Summe von Lohnkosten und Lohnnebenkosten)

Der Anschaffungswert ist ein Richtwert des jeweiligen Herstellers.

Der Vergleich der Betriebskosten je Gerät und Stunde wird in Diagramm 10 dargestellt.

Im zweiten Schritt wurden die spezifischen Betriebskosten je Jahr und geförderter Tonne berechnet. Dies kann durch folgende Formel ausdrücklich gemacht werden:

$$BK_{Spez} = \frac{AS_J \times A \times (Q_{LG} \times BK + Q_{FG} \times BK)}{FM_j}$$

BK_{Spez} - spezielle Betriebskosten, [€/t]

AS_J - Arbeitsstunden im Jahr X, [h]

A - Auslastung des Systems, [%]

Q_{LG} - Anzahl der Ladegeräte, [1]

BK - Betriebskosten je Stunde, [€/h]

Q_{FG} - Anzahl der Fördergeräte, [1]

FM_j - Jahresfördermenge, [t]

Zur besseren Veranschaulichung der zeitlichen Änderungen der speziellen Betriebskosten kann Diagramm 12 herangezogen werden.

Im dritten und letzten Schritt wurden die spez. Gesamtkosten pro System, Variante und Zeitabschnitt im Bezug auf verkauftes Material berechnet mit Berücksichtigung der geologischen Gegebenheiten der Lagerstätte und der Änderungen des A:W-Verhältnisses je Zeitabschnitt. Die Berechnung erfolgte nach folgender Formel:

$$BK_{to_{verk}} = \frac{\sum BK_{Spez}}{\sum A_{WM}^{\%}}$$

$BK_{to_{verk}}$ - Spezielle Betriebskosten pro verkauftes Material, [€/t]

$\sum BK_{Spez}$ - Summe der speziellen Betriebskosten pro geförderter Tonne, [€/t]

$\sum A_{WM}^{\%}$ - Summe der prozentuellen Anteile an Wertmineral pro Zeitperiode, [%]

Diese Ergebnisse sind im Diagramm 14 zusammengefasst.

9 Zusammenfassung

Eine langfristige Abbauplanung für den Trachyt-Steinbruch der Firma ALAS International wurde erstellt. Es zeigte sich, dass bereits mit geringer Anzahl der Ausgangsdaten es sich neue Bergbauplanungsmöglichkeiten aufgefunden werden können. Das bei dem 3-D Modellieren und Planen angewandte Program SURPAC kann als sehr kompliziert aber zugleich sehr ertragsreich beurteilt werden.

Vergleicht man die wirtschaftlichen Aspekte der beiden Abbauphasen, stellt man fest, dass die Abbauphase II weniger kostenintensiv ist. Das erklären das kleinere A:W-Verhältnis der Abbauphase II gegenüber zu Abbauphase I.

Die Untersuchung der Wirtschaftlichkeit des Systems Laden und Fördern hat gezeigt, dass unter getroffenen Annahmen die Variante 2 Radlader – Mulde im 2-Schichtbetrieb eventuell die günstigste Variante ist. Dieses Ergebnis soll aber den Einsatz von Hydraulikbaggern und knickgelenkten Muldenkippern nicht ausschließen, da diese andere Vorteile haben, die in solchen Berechnungen nicht dargestellt werden können.

Die vorliegende Studie stellt eine Grundlage für weitere technische und wirtschaftliche Untersuchungen für den Tagebau Srebro Jezero dar. Die Erfahrung aus dieser Arbeit kann in anderen Betrieben von ALAS International sowie von ASAMER Group angewandt werden.

Literaturverzeichnis

- [1] <http://www.wirtschaftsblatt.at>

- [2] www.asamer.at

- [3] Happel, U., Methoden der EDV-gestützten, dreidimensionalen Lagerstättenmodellierung am Beispiel ausgewählter Bauxitvorkommen, Dissertation, RWTH-Aachen 2001

- [4] Goergen, H., Festgesteinstagebau, Trans Tech Publications 1987

- [5] Eymer, W., Grundlagen der Erdbewegung, Kirschbaum Verlag Bonn 2006, 2. Auflage

ANHANG

Anhang A: Abbildungen

Abbildungsverzeichnis

Abbildung 1: Ausgangssituation Steinbruch Srebro	63
Abbildung 2: Zone der Abbauerweiterung und Sanierungsbedürftige Bereiche im Steinbruch Srebro	64
Abbildung 3: Sanierungsbedürftige Bereiche: Hang „West“	65
Abbildung 4: Sanierungsbedürftige Bereiche: Hang „Süd“	66
Abbildung 5: Bruchwand „Ost“	67
Abbildung 6: Kritische Gegenüberstellung: ACAD-Topographie vs digitalisierte Topographie	68
Abbildung 7: Graphische Darstellung der Koordinatenfehler in der ACAD- Topographie.....	69
Abbildung 8: Lage der geologischen Profilschnitte überspielt in Surpac (Draufansicht).....	70
Abbildung 9: Geologische Profilschnitte umgewandelt in 3D	71
Abbildung 10: 3D-Lagerstättenmodell inkl. Nebengesteinspakete	72
Abbildung 11: Darstellung von möglichen geologischen Unsicherheiten hervorgerufen durch die Interpretation	73
Abbildung 12: Lagerstättenkenndaten Parameter der Lagerstätte, bestätigt durch Exploration	74
Abbildung 13: Überlegungen zu Lagerstättengeometrie	75
Abbildung 14: Überlegungen zu Lagerstättengeometrie	76
Abbildung 15: Differenzierung: Sichere vs Wahrscheinliche Vorräte	77
Abbildung 16: Dimensionen des Blockmodells.....	78
Abbildung 17: Darstellung der Geologie. Schnitt durch das Blockmodell...	79
Abbildung 18: Unterteilung des Abbaufeldes in Abbauphasen I und II.....	80
Abbildung 19: Unterteilung in Abbauphasen	81
Abbildung 20: Darstellung der geologischen Abbauverhältnisse je Abbauphase.....	82
Abbildung 21: Wahl der Abbausystems: Möglichkeit 1 Scheibenabbau	83

Abbildung 22: Wahl des Abbausystems: Möglichkeit 2 Etagenabbau.....	84
Abbildung 23: Aufschluss der Lagerstätte.....	85
Abbildung 24: Möglichkeiten für Errichten einer Aussenkippe.....	86
Abbildung 25: Innenkippe Abbauphase I.....	87
Abbildung 26: Innenkippe Abbauphase II.....	88
Abbildung 27: Wasserumleitungskonzept.....	89
Abbildung 28: Detaillierte Abbauplanung.....	90
Abbildung 29: Detaillierte Abbauplanung.....	91
Abbildung 30: Detaillierte Abbauplanung.....	92
Abbildung 31: Detaillierte Abbauplanung.....	93
Abbildung 32: Detaillierte Abbauplanung.....	94
Abbildung 33: Detaillierte Abbauplanung.....	95
Abbildung 34: Detaillierte Abbauplanung.....	96
Abbildung 35: Detaillierte Abbauplanung.....	97
Abbildung 36: Detaillierte Abbauplanung.....	98
Abbildung 37: Detaillierte Abbauplanung.....	99
Abbildung 38: Zusammenfassung nach 10 Abbaujahren.....	100
Abbildung 39: Planung Abbauphase II.....	101
Abbildung 40: Planung Abbauphase II.....	102
Abbildung 41: Planung Abbauphase II.....	103
Abbildung 42: Planung Abbauphase II.....	104
Abbildung 43: Planung Abbauphase II.....	105
Abbildung 44: Planung Abbauphase II.....	106
Abbildung 45: Planung Abbauphase II.....	107
Abbildung 46: Planung Abbauphase II.....	108
Abbildung 47: Planung Abbauphase II.....	109
Abbildung 48: Planung Abbauphase II.....	110
Abbildung 49: Planung Abbauphase II.....	111

Abbildung 1: Ausgangssituation Steinbruch Srebro

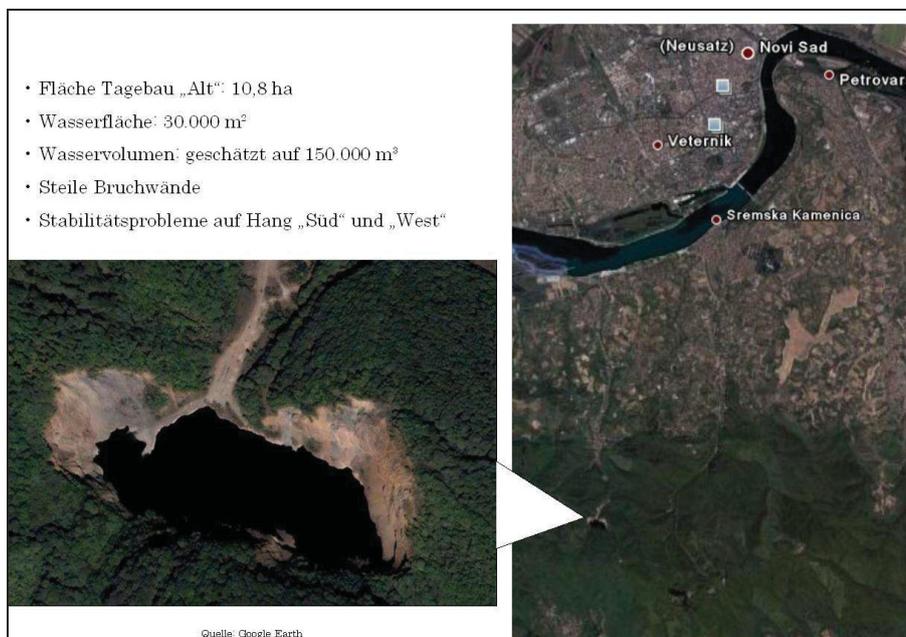


Abbildung 2: Zone der Abbauerweiterung und Sanierungsbedürftige Bereiche im Steinbruch Srebro

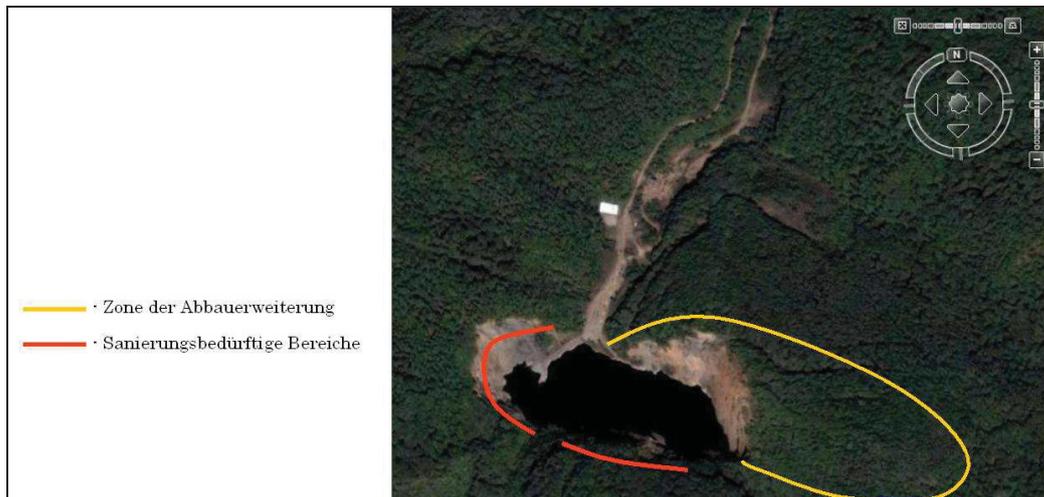


Abbildung 3: Sanierungsbedürftige Bereiche: Hang „West“

- Generalböschungneigung der Wand: 60°
- Etagen: nicht mehr sichtbar
- Höhe der Wand: 100 m

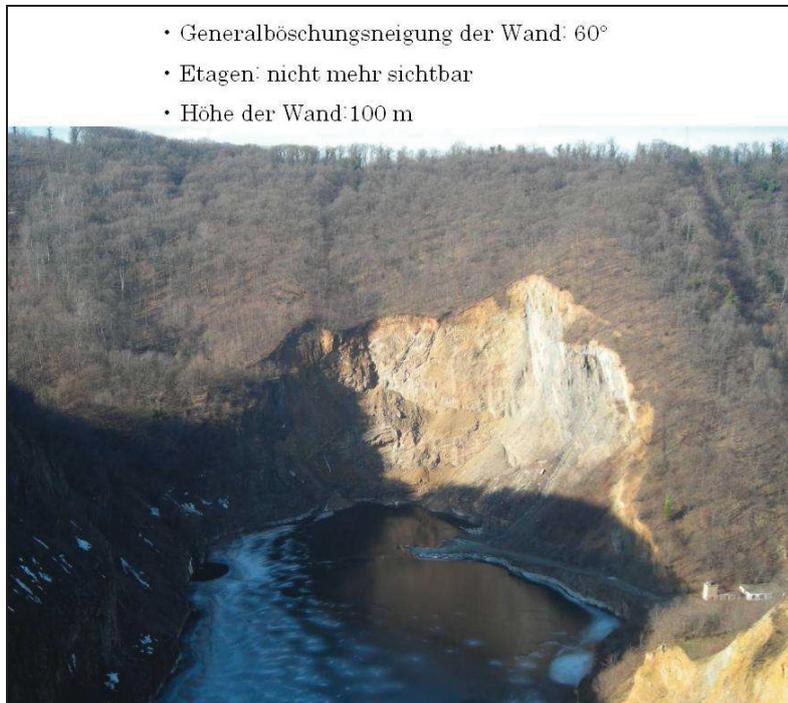


Abbildung 4: Sanierungsbedürftige Bereiche: Hang „Süd“

- Generalböschungsneigung der Wand: 60°
- Etagen: fast nicht mehr sichtbar
- Höhe der Wand: 100 m



Abbildung 5: Bruchwand „Ost“

- Generalböschungsneigung der Wand: 60°
- Etagen: nicht begeh- / befahrbar
- Höhe der Wand: 170 m



Abbildung 6: Kritische Gegenüberstellung: ACAD-Topographie vs digitalisierte Topographie

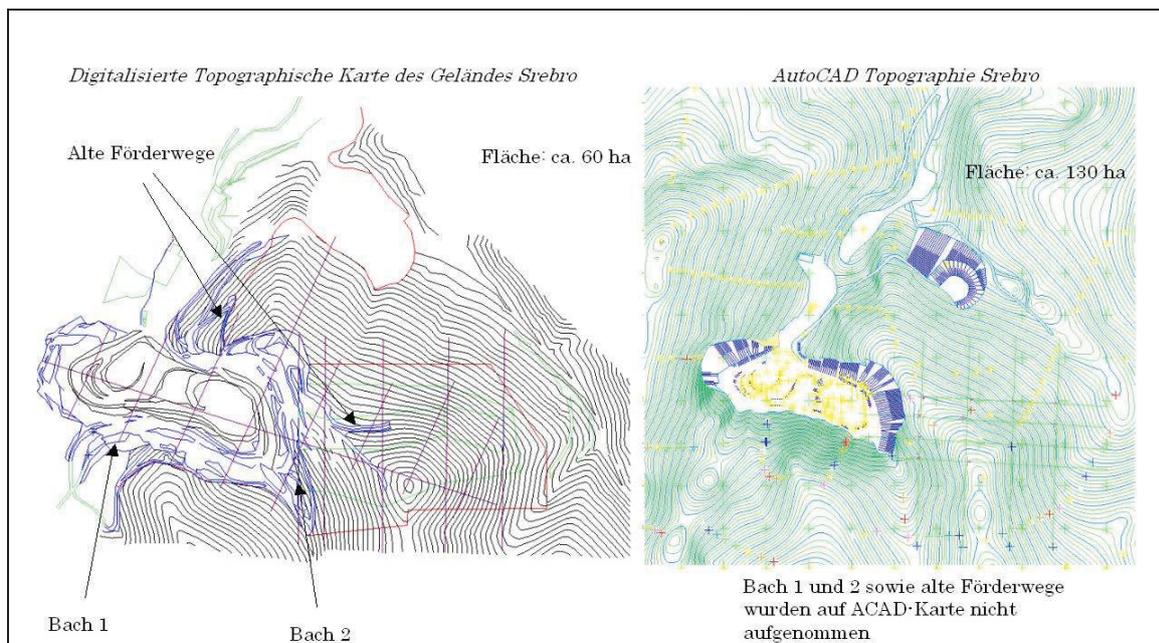


Abbildung 7: Graphische Darstellung der Koordinatenfehler in der ACAD-Topographie

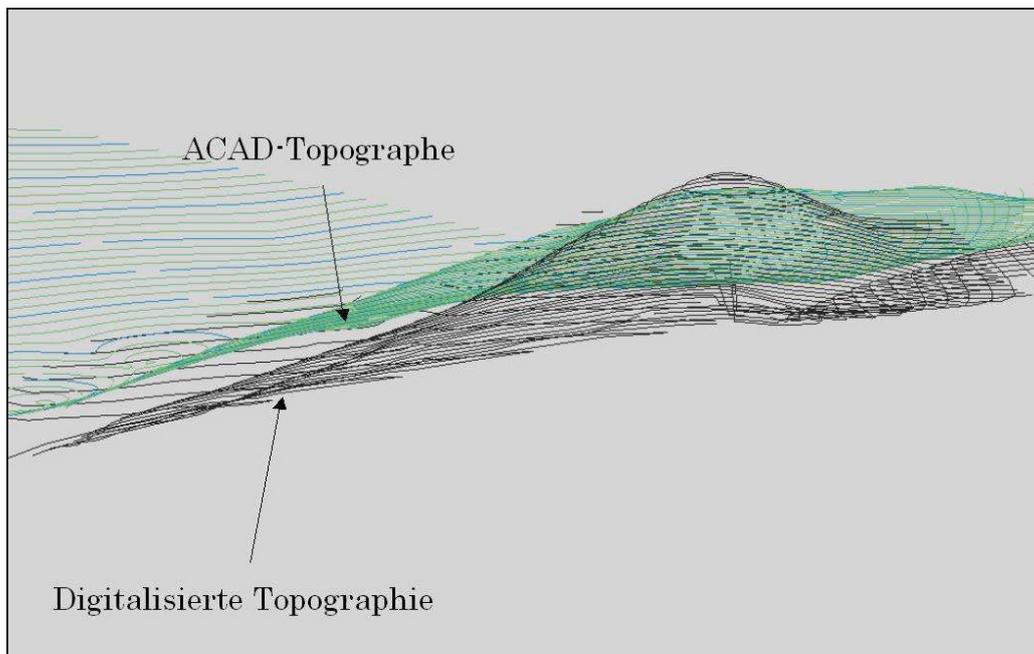


Abbildung 8: Lage der geologischen Profilschnitte überspielt in Surpac (Draufsicht)

- Abstand zwischen den Profilschnitten beträgt ca. 110 m
- Bohrlochzahl 14: 3 von den Bohrlöchern – fehlende Messdaten
- Profilschnitte entnommen der Bergbaudokumentation des früheren Betreibers

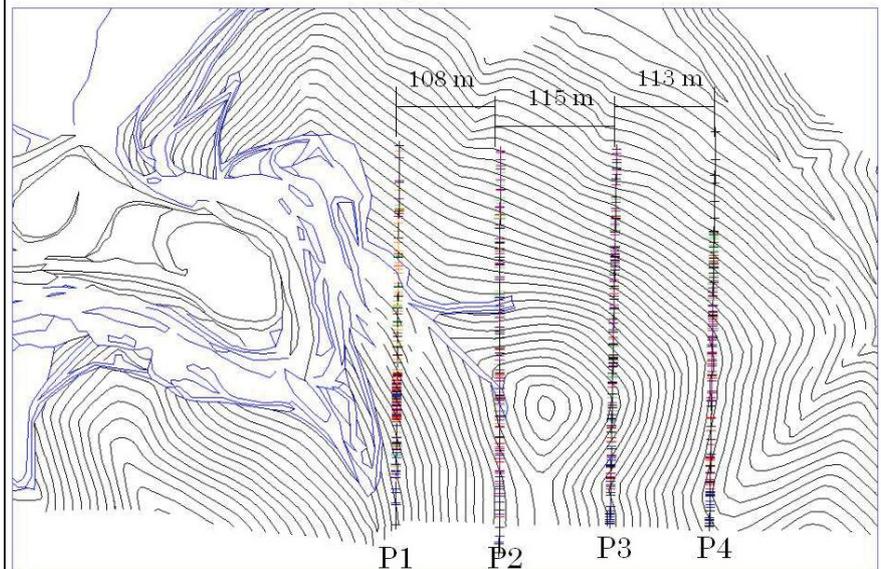


Abbildung 9: Geologische Profilschnitte umgewandelt in 3D

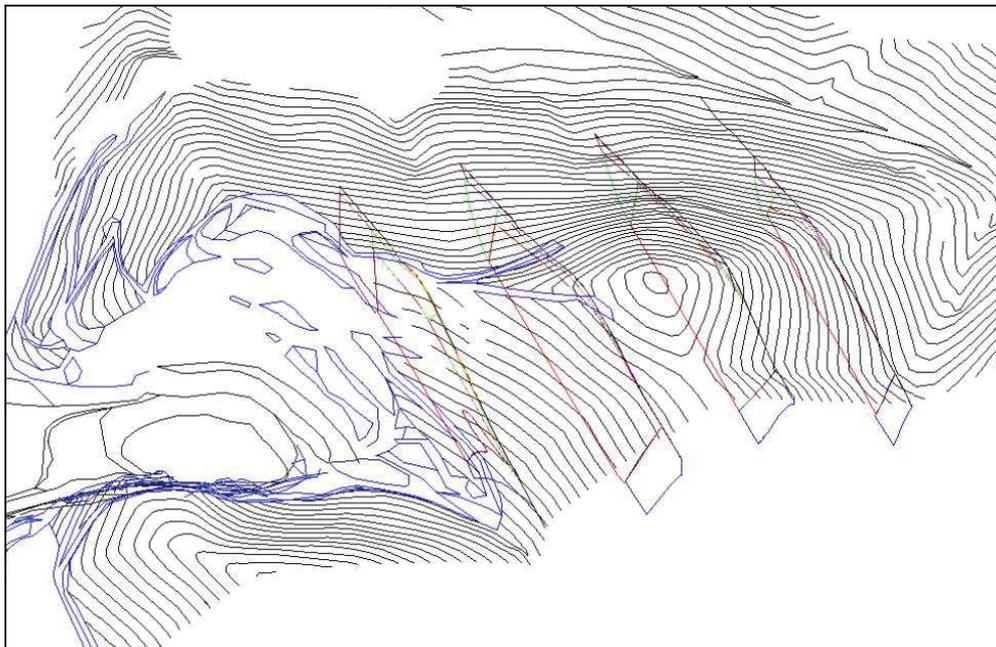


Abbildung 10: 3D-Lagertättenmodell inkl. Nebengesteinspakete

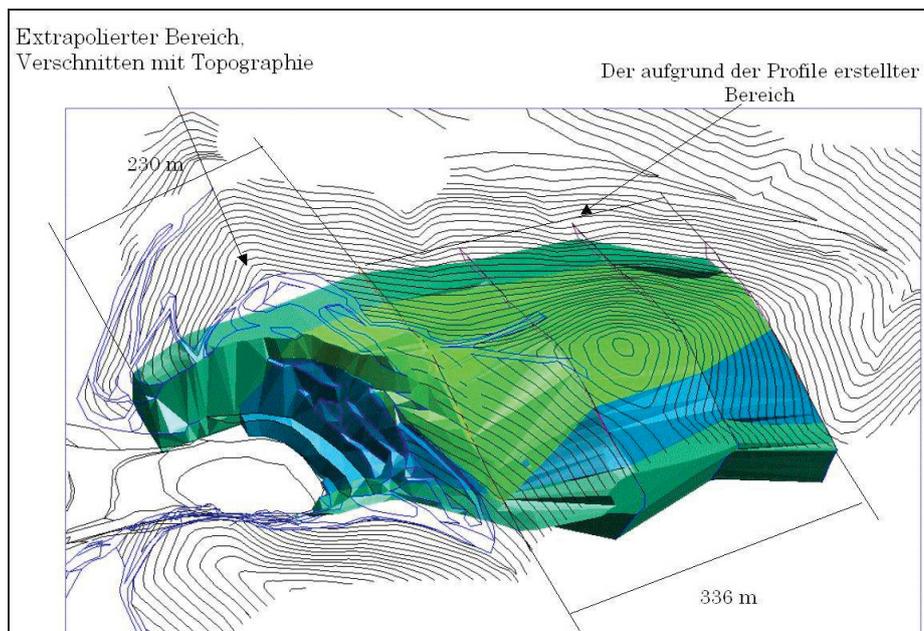


Abbildung 11: Darstellung von möglichen geologischen Unsicherheiten hervorgerufen durch die Interpretation

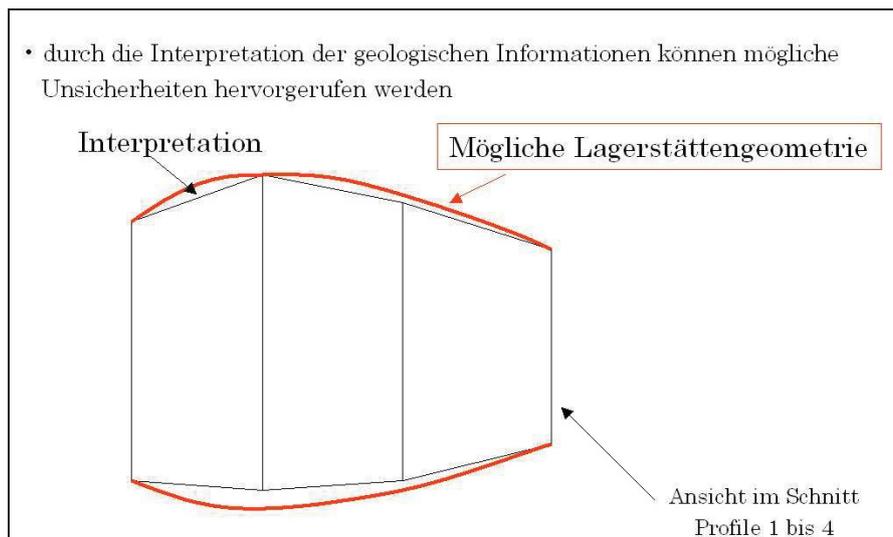


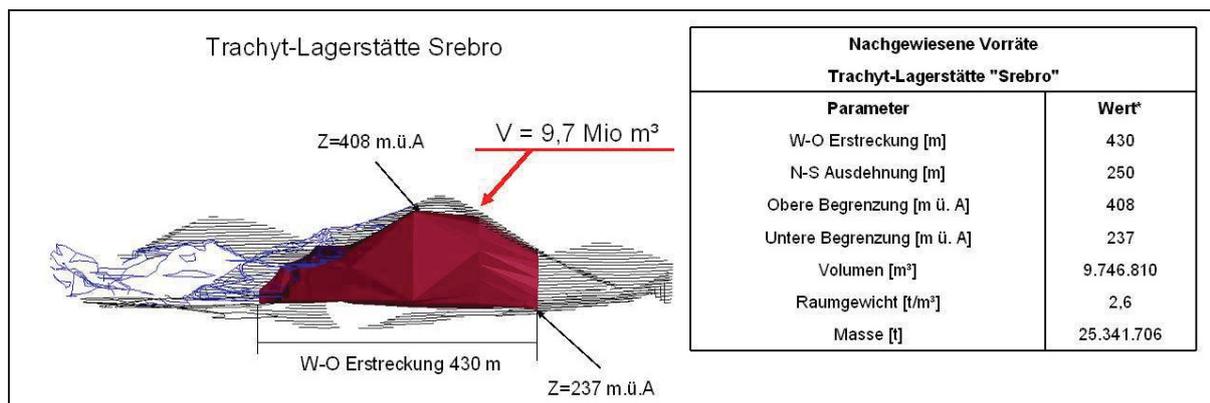
Abbildung 12: Lagerstättenkenndaten Parameter der Lagerstätte, bestätigt durch Exploration

Abbildung 13: Überlegungen zu Lagerstättengeometrie

Vergrößern der Lagerstättegeometrie zur Teufe

Vermutung 1: Lagerstätte hat in Wirklichkeit größere Teufe, als Bekannt.

Tiefste Punkt der explorierten Lagerstätte liegt auf $Z = 259$ = Teufe der Erkundungsbohrungen

Tiefste Punkt des Tagebaus in diesem Bereich $Z = 234$

Differenz 25 m

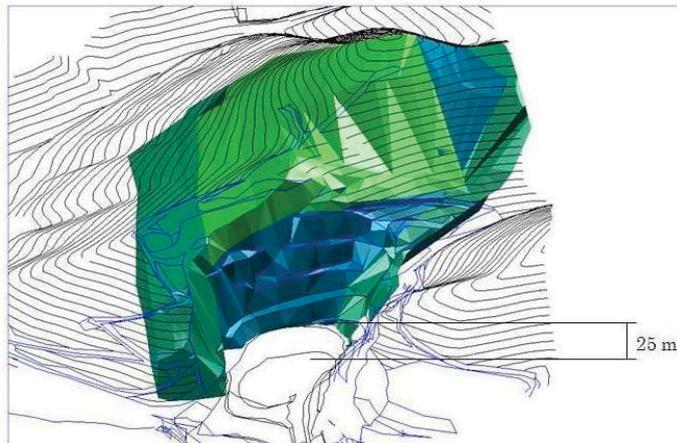


Abbildung 14: Überlegungen zu Lagerstätteengeometrie

Vergrößern der Lagerstätteengeometrie zum Streichen

Vermutung 2: Lagerstätte hat größere Erstreckungsweite, die über den Profilschnitt 4 hinausgeht.

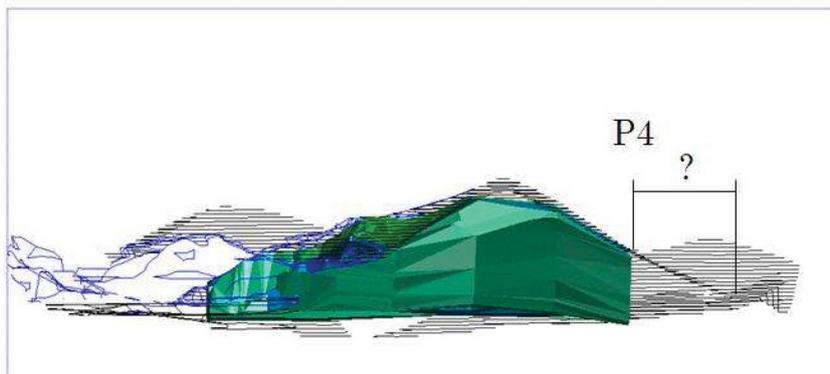


Abbildung 15: Differenzierung: Sichere vs Wahrscheinliche Vorräte

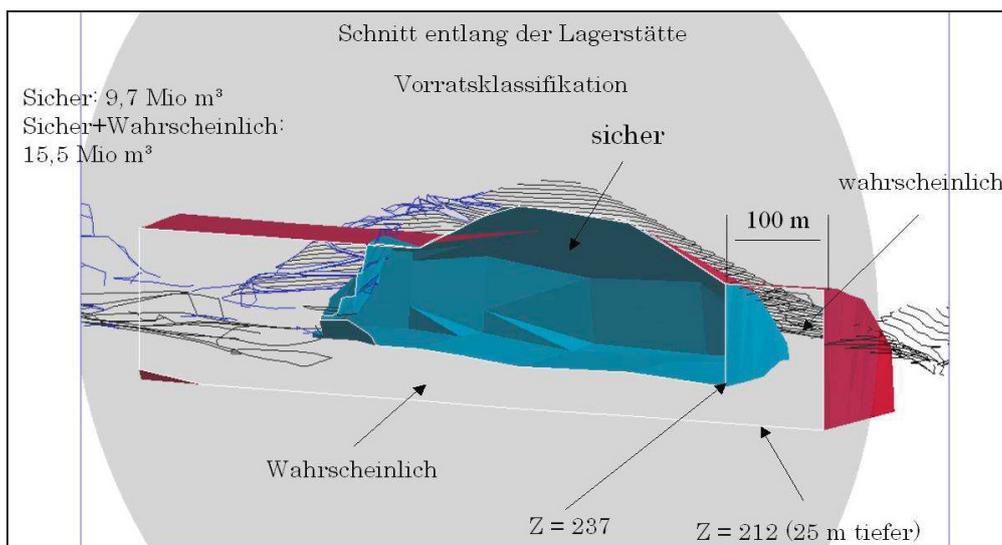


Abbildung 16: Dimensionen des Blockmodells

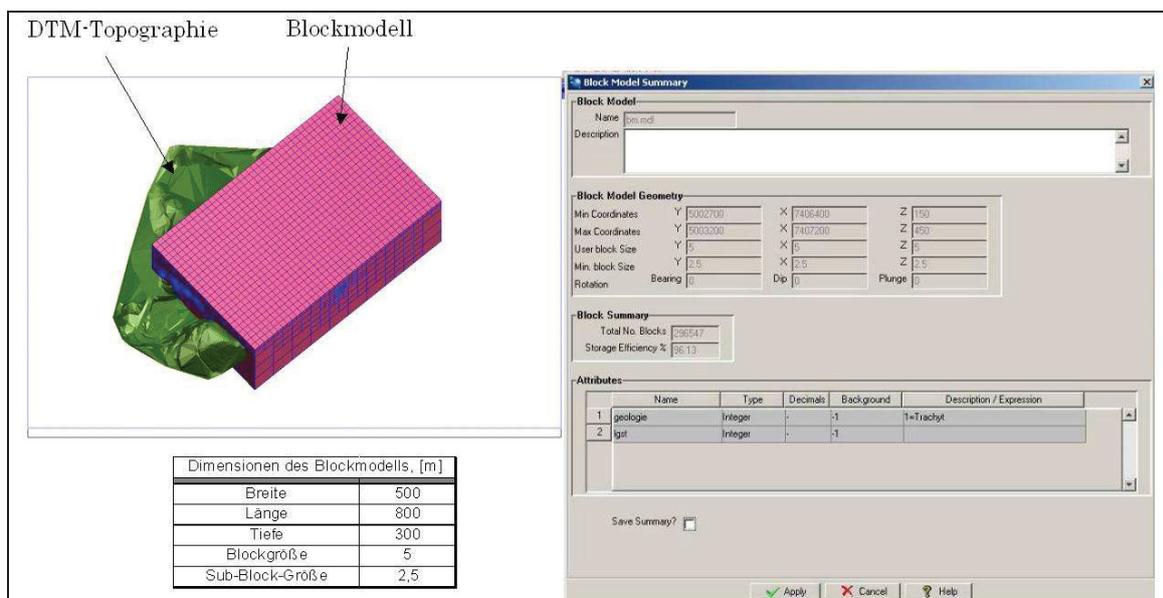


Abbildung 17: Darstellung der Geologie. Schnitt durch das Blockmodell

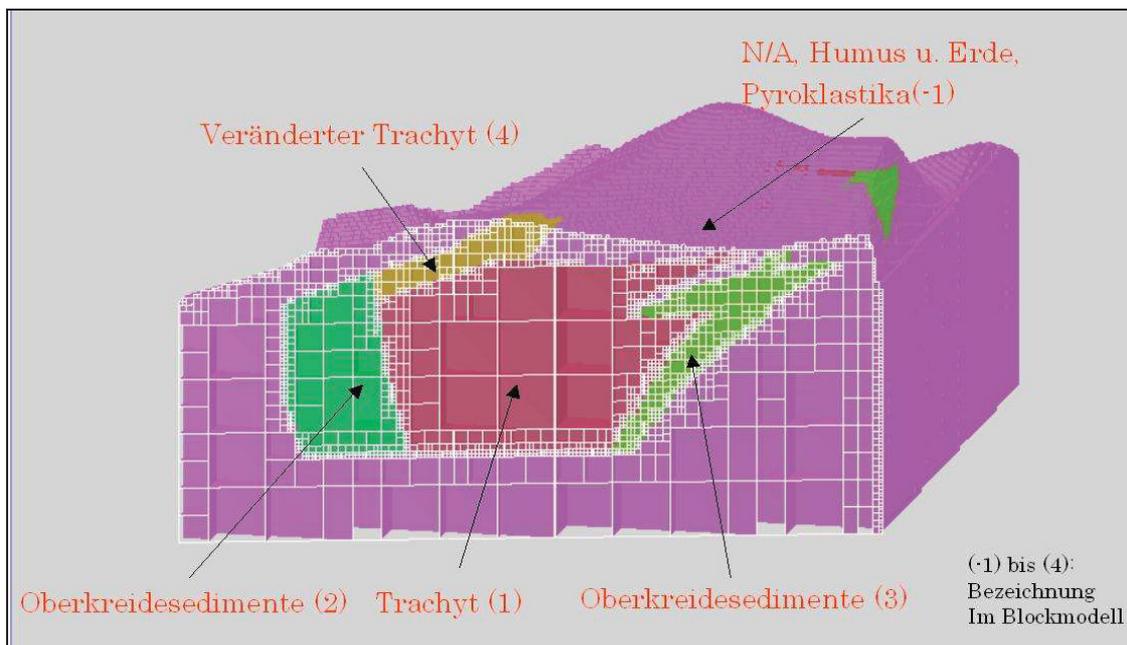


Abbildung 18: Unterteilung des Abbaufeldes in Abbauphasen I und II



Abbildung 19: Unterteilung in Abbauphasen

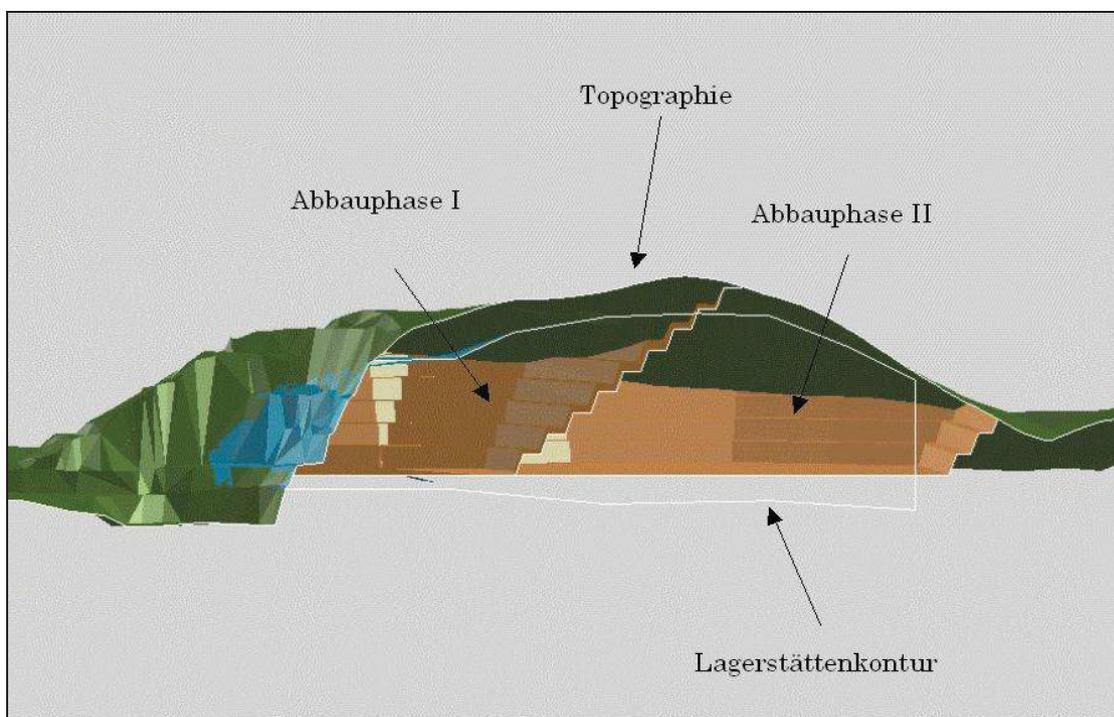


Abbildung 20: Darstellung der geologischen Abbauverhältnisse je Abbauphase

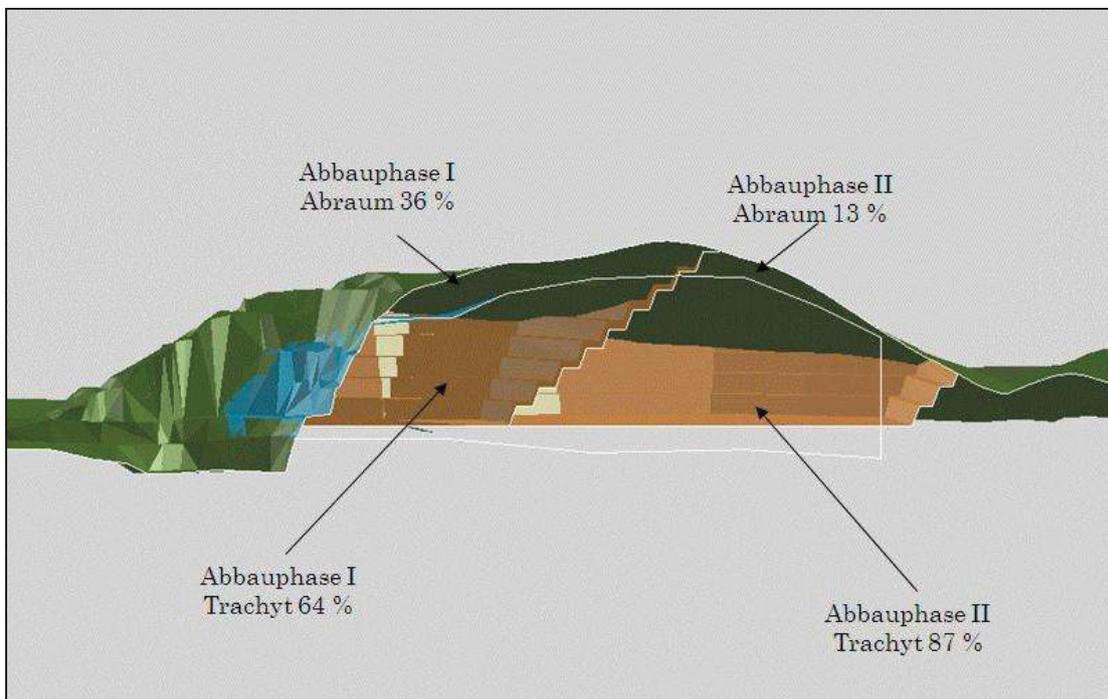


Abbildung 21: Wahl der Abbausystems: Möglichkeit 1 Scheibenabbau

Möglichkeit 1: Abbau von oben nach unten in einzelnen Scheiben
Vorteile: relativ geringe Strossenhöhe, permanente Gewinnungsbetriebspunkte
Nachteile: Keine Qualitätssteuerung

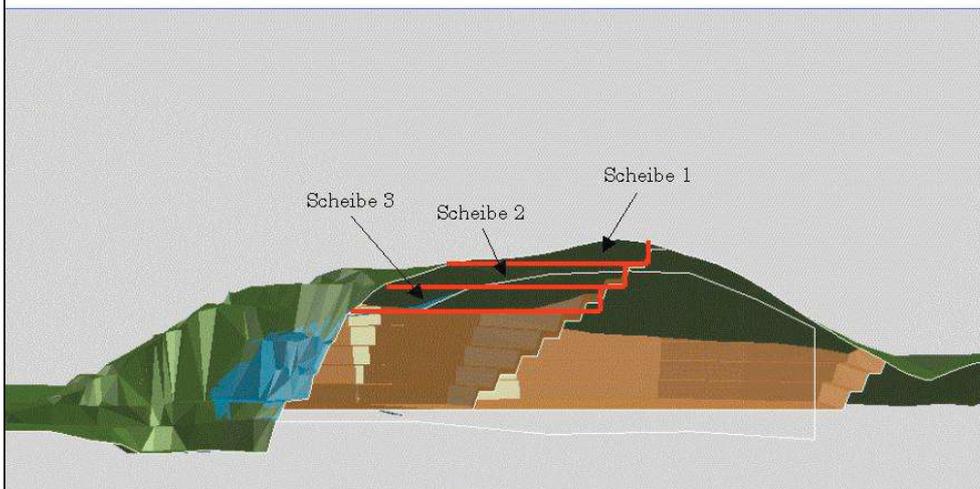


Abbildung 22: Wahl des Abbausystems: Möglichkeit 2 Etagenabbau

Möglichkeit 2: Etagenabbau mit mehreren Etagen gleichzeitig in Verhieb

Vorteile: Mehrere Etagen gleichzeitig in Verhieb, Qualitätssteuerung

Nachteile: Anlage von Fahrbahnen zu allen Arbeitsetagen erforderlich

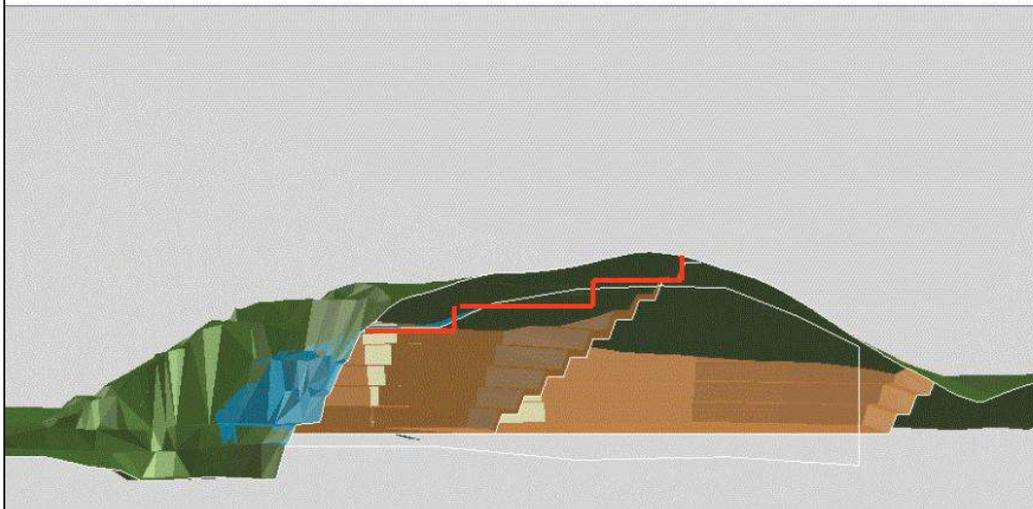


Abbildung 23: Aufschluss der Lagerstätte

Der Förderweg schließt die Lagerstätte auf der nördlichen Seite des Hügels von $Z = 270$ bis auf die Höhe $Z = 435$ m auf

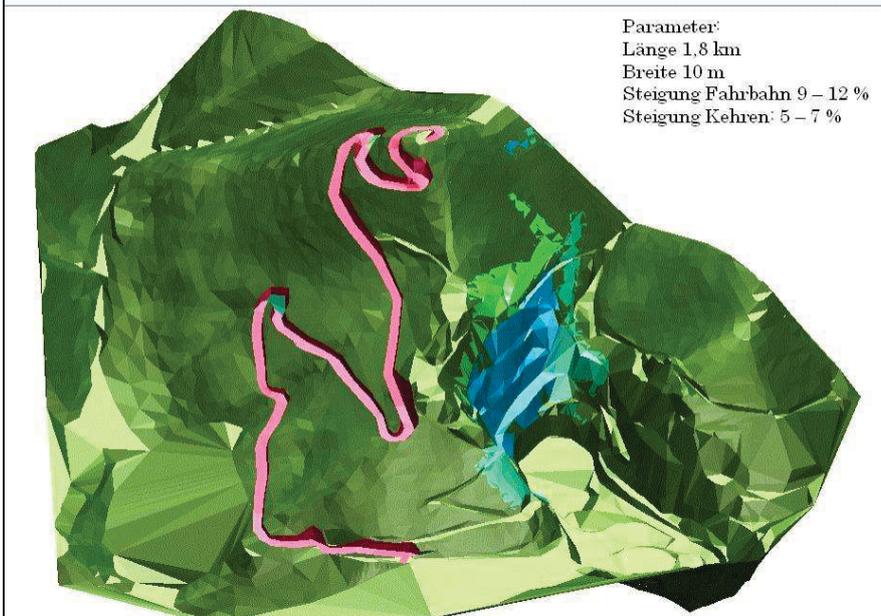


Abbildung 24: Möglichkeiten für Errichten einer Aussenkippe

Die studierten Deponiemöglichkeiten 2, 3 und 4 stellen keine Möglichkeit dar, das anfallende Abraummateriale zu verhanden.

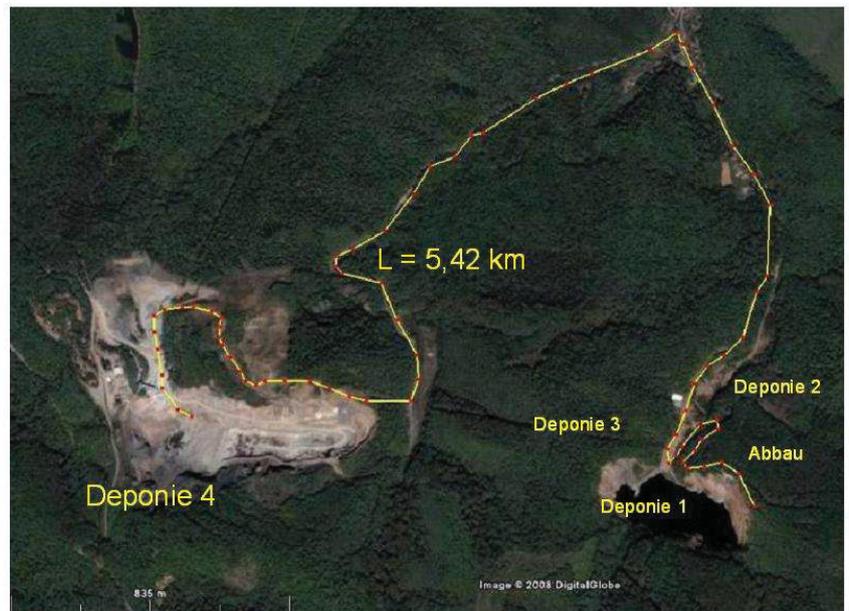


Abbildung 25: Innenkippe Abbauphase I

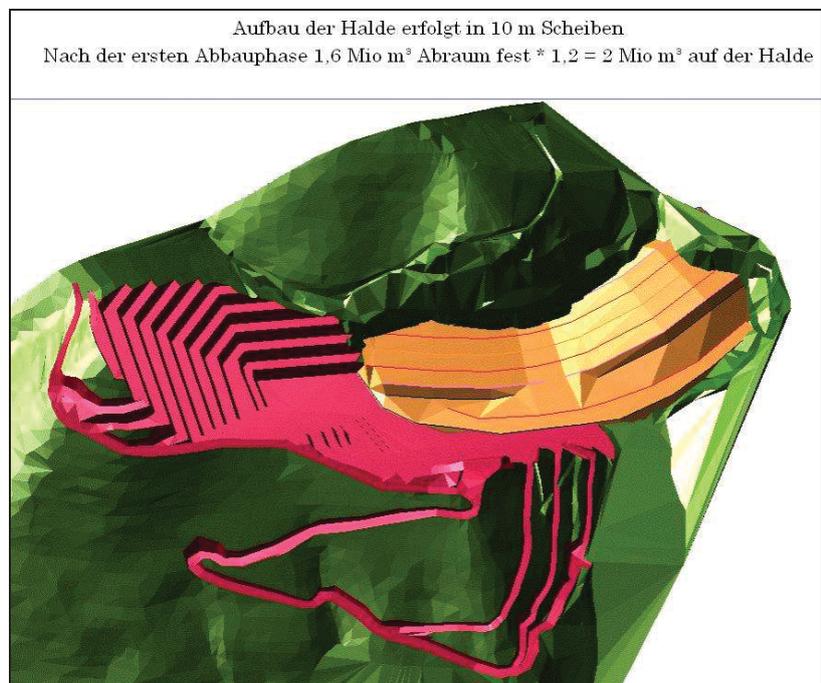


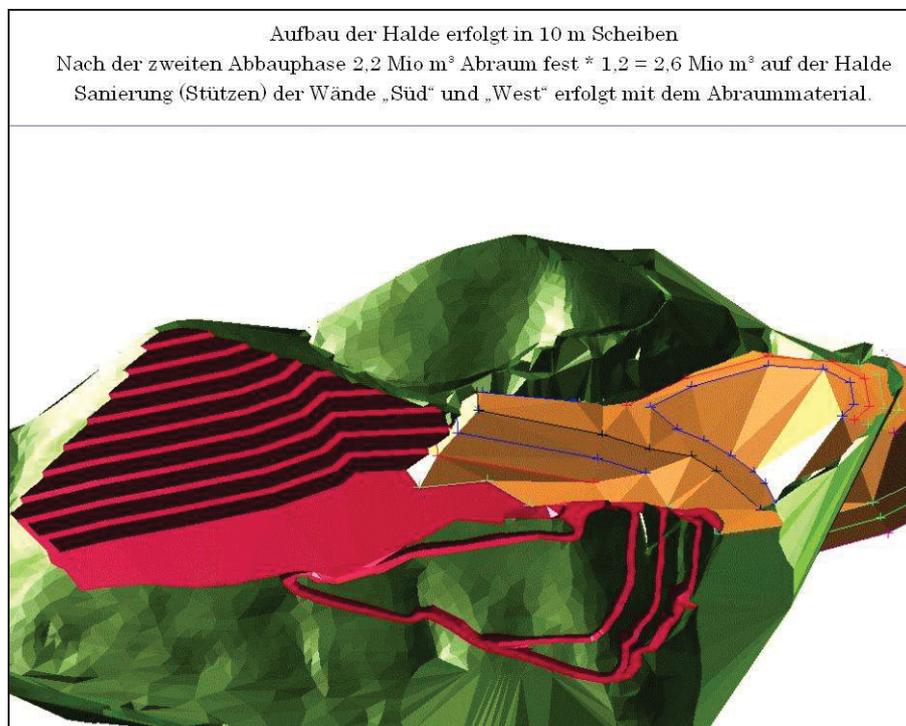
Abbildung 26: Innenkippe Abbauphase II

Abbildung 27: Wasserumleitungskonzept

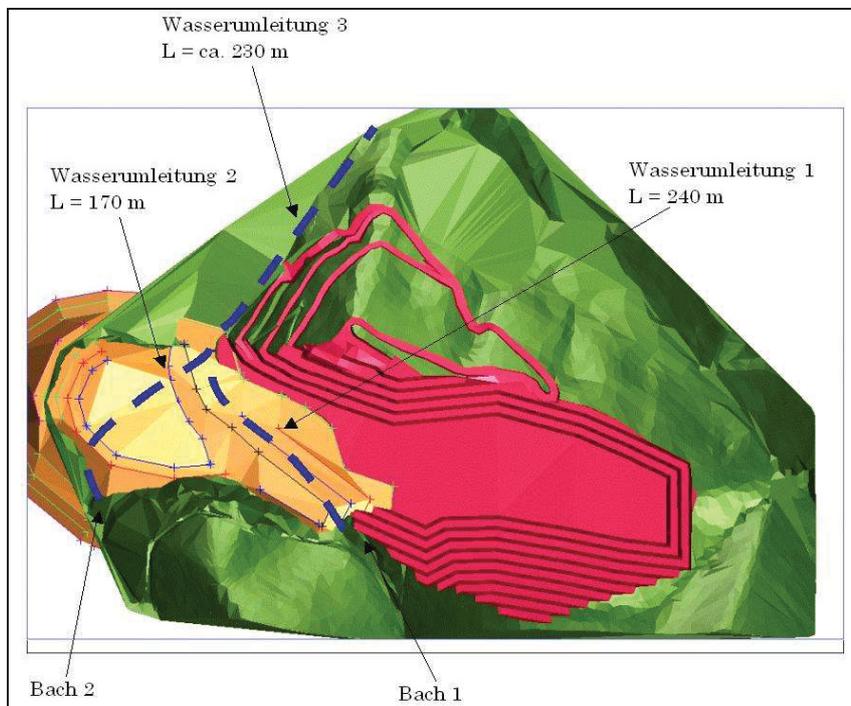


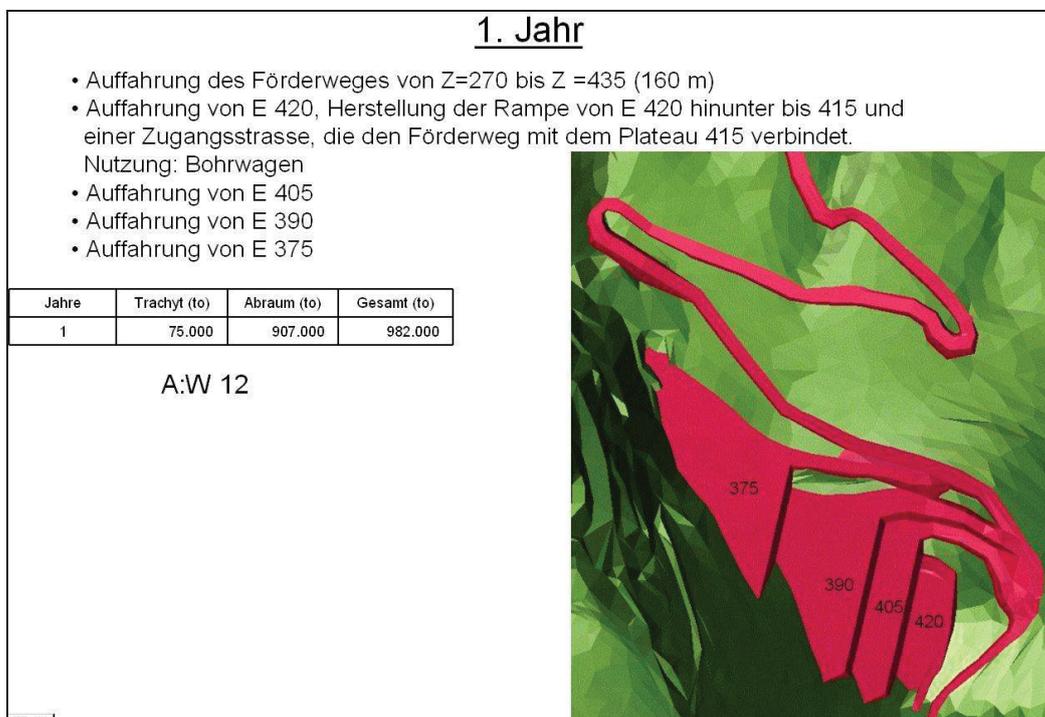
Abbildung 28: Detaillierte Abbauplanung

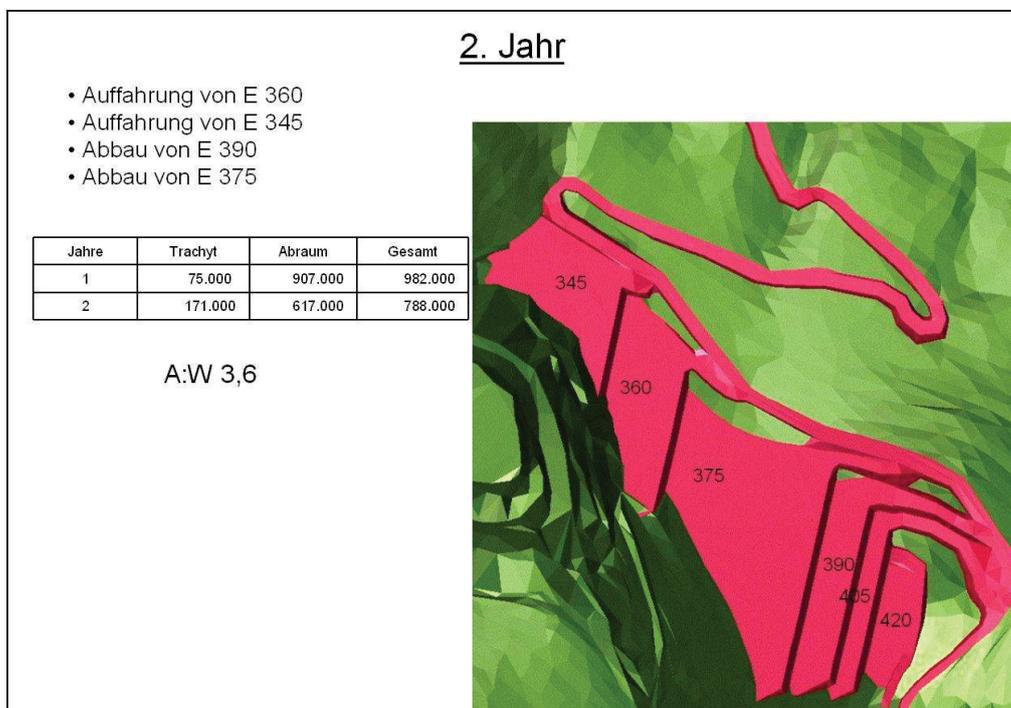
Abbildung 29: Detaillierte Abbauplanung

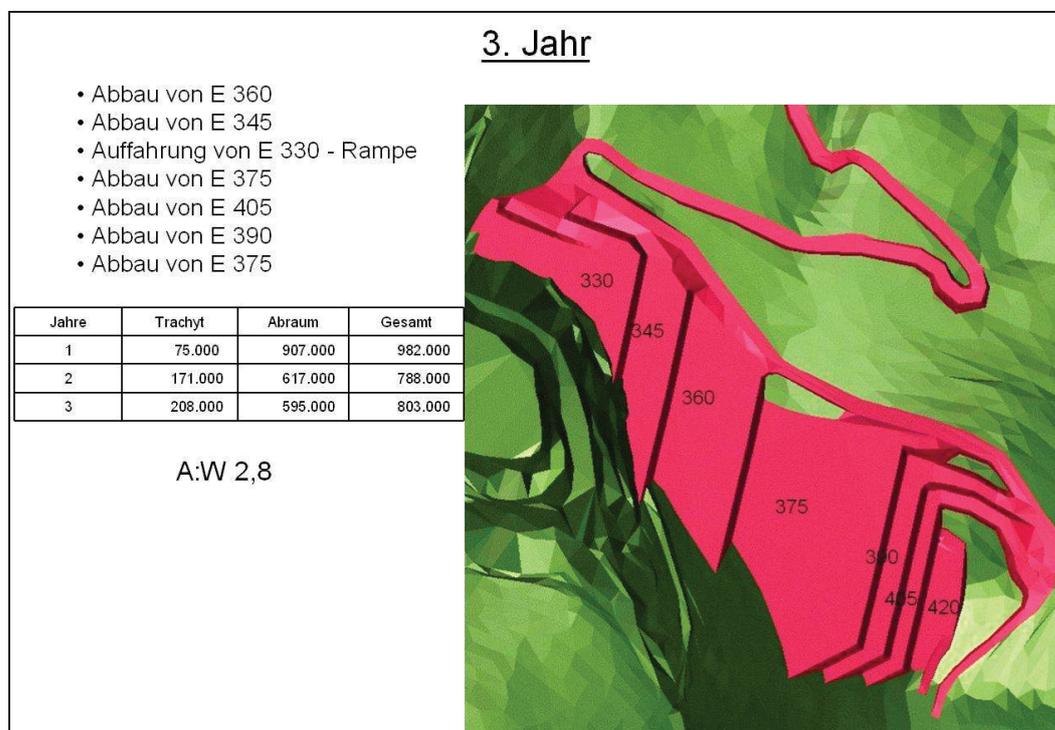
Abbildung 30: Detaillierte Abbauplanung

Abbildung 31: Detaillierte Abbauplanung

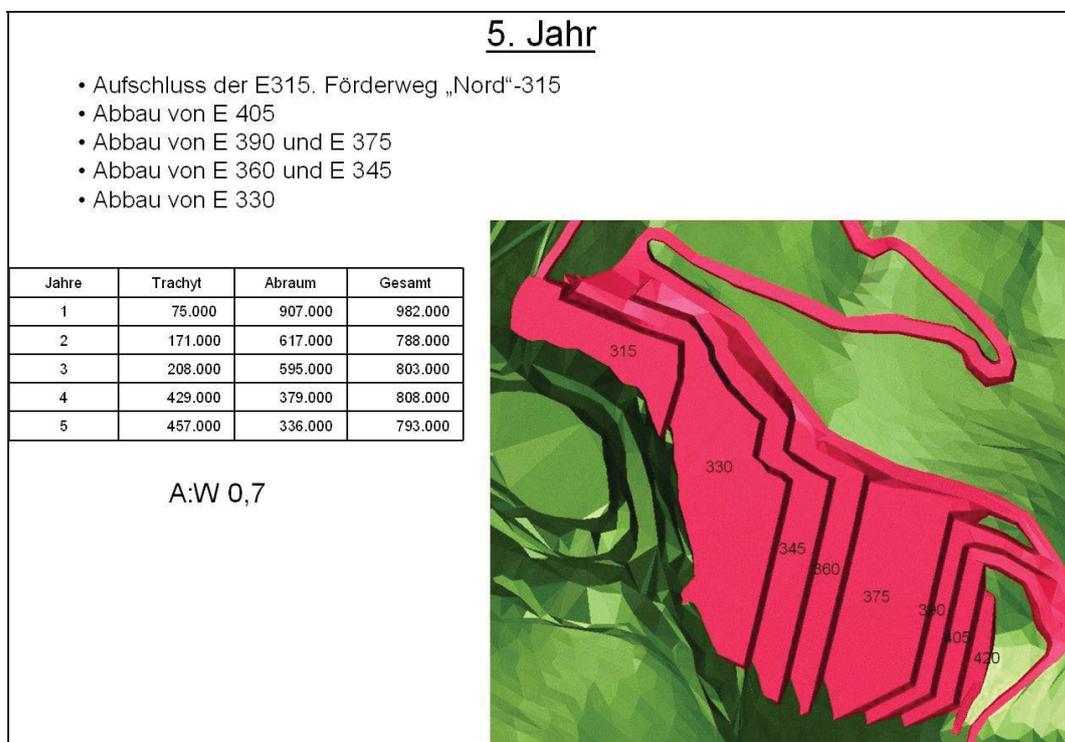
Abbildung 32: Detaillierte Abbauplanung

Abbildung 33: Detaillierte Abbauplanung



Abbildung 34: Detaillierte Abbauplanung



Abbildung 35: Detaillierte Abbauplanung



Abbildung 36: Detaillierte Abbauplanung



Abbildung 37: Detaillierte Abbauplanung

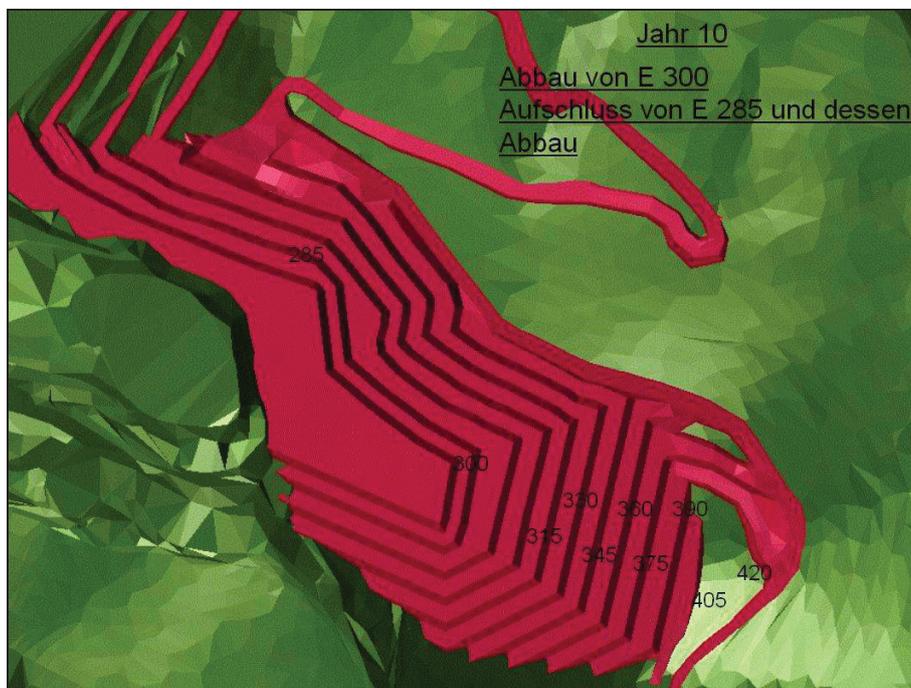


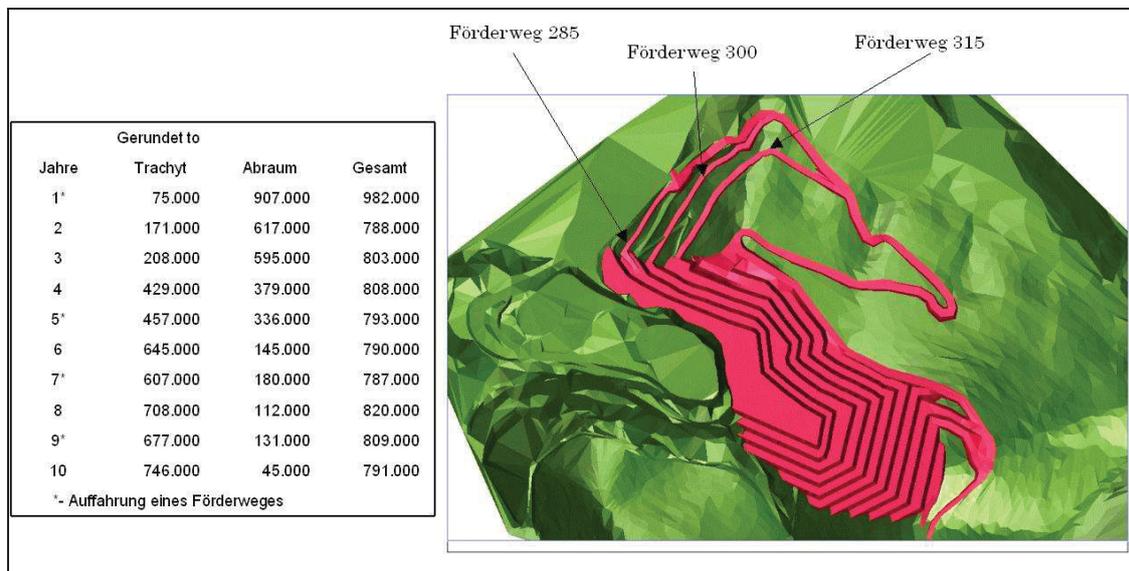
Abbildung 38: Zusammenfassung nach 10 Abbaujahren

Abbildung 39: Planung Abbauphase II

Abbauphase II (Jahr 11 bis 30)
Jahr 11 bis 16



Abbildung 40: Planung Abbauphase II



Abbildung 41: Planung Abbauphase II

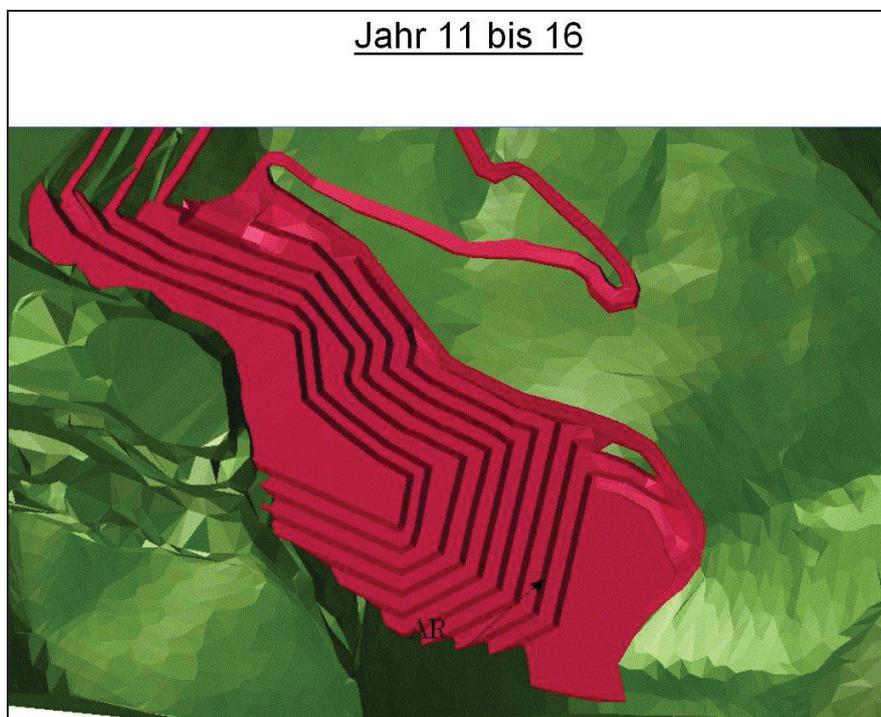


Abbildung 42: Planung Abbauphase II

Jahr 11 bis 16



Abbildung 43: Planung Abbauphase II

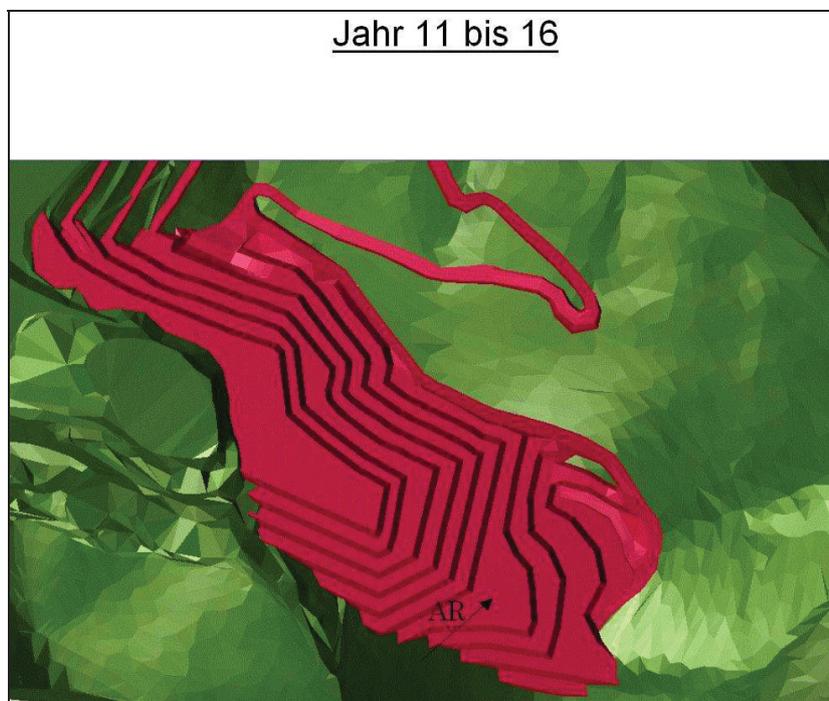


Abbildung 44: Planung Abbauphase II



Abbildung 45: Planung Abbauphase II

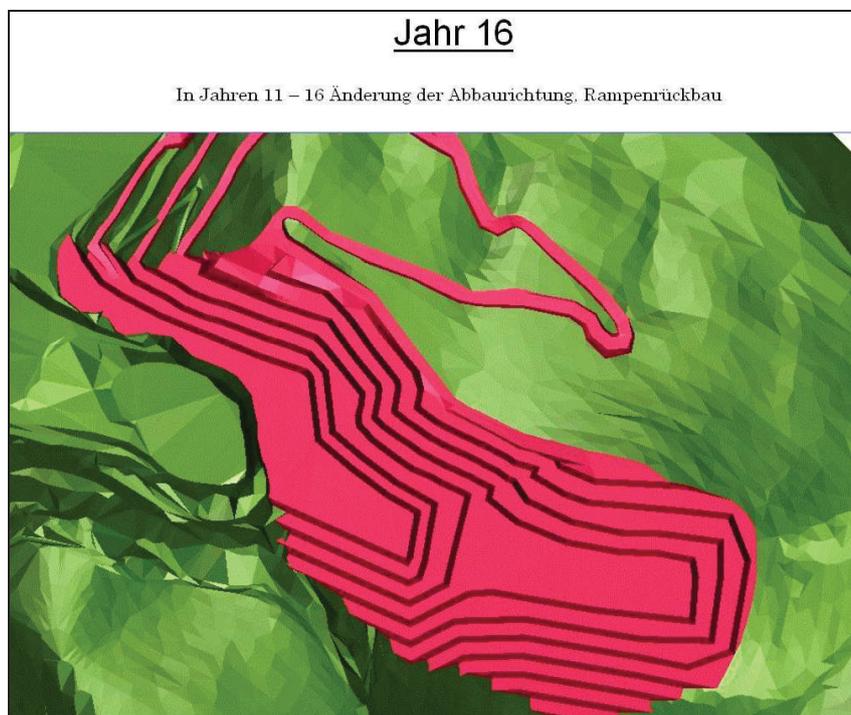


Abbildung 46: Planung Abbauphase II



Abbildung 47: Planung Abbauphase II

Jahr 22 bis 30

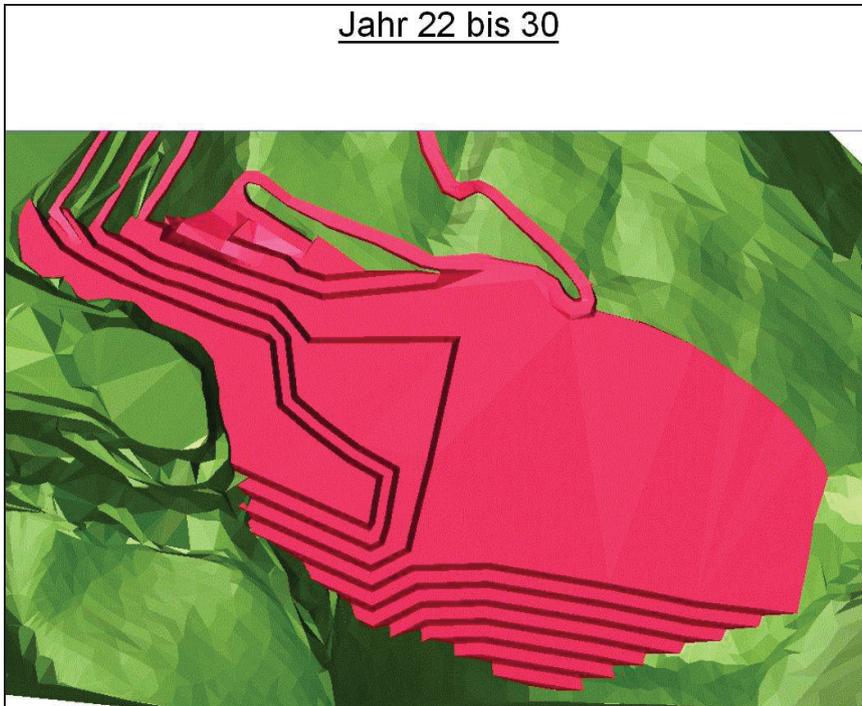


Abbildung 48: Planung Abbauphase II

Jahr 22 bis 30

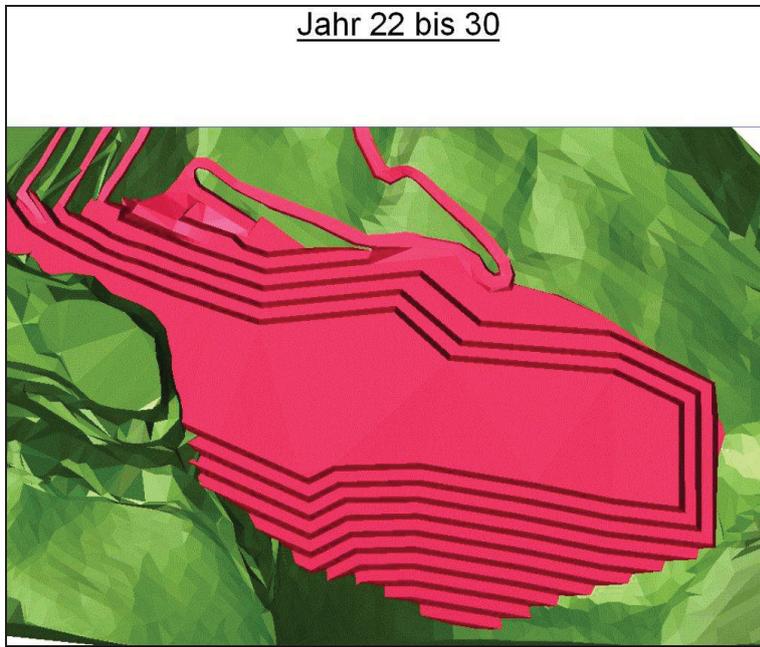


Abbildung 49: Planung Abbauphase II



Anhang B: Tabellen

Tabellenverzeichnis

Tabelle 1: Relevante Entfernungen	114
Tabelle 2: Koordinate der Erkundungsbohrlöcher	115
Tabelle 3: Angaben zur Qualität der Lagerstätte: Bohrungen 1 und 2.....	116
Tabelle 4: Angaben zur Qualität der Lagerstätte: Bohrungen 3 und 4.....	117
Tabelle 5: Angaben zur Qualität der Lagerstätte: Bohrungen 5 und 6.....	118
Tabelle 6: Angaben zur Qualität der Lagerstätte: Bohrungen 7 und 8.....	119
Tabelle 7: Angaben zur Qualität der Lagerstätte: Bohrungen 9 und 10.....	120
Tabelle 8: Angaben zur Qualität der Lagerstätte: Bohrungen 11 und 12.....	121
Tabelle 9: Angaben zur Qualität der Lagerstätte: Bohrungen 13 und 14.....	122
Tabelle 10: Gegenüberstellung von Dimensionen der Lagerstättenkörper.....	123
Tabelle 11: Parameter Abbaufeld Endgestaltung	124
Tabelle 12: Koordinate des Blockmodells.....	125
Tabelle 13: Dimensionen des Blockmodells	125
Tabelle 14: Gesteinsbezeichnung im Blockmodell	126
Tabelle 15: Abhängigkeit der Etagenbreite von dem Generalböschungswinkel.....	126
Tabelle 16: Einfluss der Generalneigung der Tagebauendböschung.....	127
Tabelle 17: Einfluss der Generalneigung der Tagebauendböschung.....	128
Tabelle 18: Einfluss der Generalneigung der Tagebauendböschung.....	129
Tabelle 19: Entwicklung der Abbaumengen in den ersten 5 Abbaujahren, [to]	130
Tabelle 20: Abbaumengen pro Etage und Jahr für die ersten 10 Abbaujahre	131
Tabelle 21: Abbaumengen pro Etage und Jahresabschnitt für die Abbaujahre 10 bis 30	132
Tabelle 22: Zeitliche Änderung der Förderentfernungen, [km].....	133
Tabelle 23: Schichtdaten	134
Tabelle 24: Berechnung der Leistung für das Ladegerät Radlader CAT 972 H.....	135
Tabelle 25: Berechnung der Leistung für das Ladegerät Hydraulikbagger CAT 345 BL.....	135

Tabelle 26: Angaben für Berechnungssystem Ladegerät – Fördergerät	136
Tabelle 27: Angaben für Berechnungssystem Ladegerät – Fördergerät	137
Tabelle 28: Betriebskostenkalkulation	138
Tabelle 29: Betriebskostenkalkulation	139

Tabelle 1: Relevante Entfernungen

Relevante Entfernungen			
von	bis	Entfernung [km]	Bemerkung
Sprengen			
Abbau	Metheostation	0,88	Luftlinie
Abbau	Anrainer	1,5	Luftlinie
Deponien			
Abbau	Deponie "Nord"	0,93	Pfad
Abbau	Deponie "Nachbar"	5,42	Pfad
Abbau	Deponie "Alt"	1,02	Pfad
Abbau	Deponie "Bach"	1,19	Pfad
Aufbereitungsanlage Nowi Sad			
Abbau	Aufbereitung	7,19	Pfad

Tabelle 2: Koordinate der Erkundungsbohrlöcher

BL Nr	Azimut [°]	Bohrwinkel [°]	Koordinate		
			y	x	z
1	0	90	406 660,77	002 965,52	388,67
2	0	90	406 660,77	002 915,32	380,59
3	0	90	406 657,11	002 864,97	363,00
4	0	90	406 764,22	002 955,94	381,02
5	0	90	406 775,67	002 855,66	417,38
6	0	90	406 668,26	003 006,81	370,07
7	0	90	406 779,53	003 003,69	355,71
8	0	90	406 880,45	003 002,15	340,19
9	0	90	406 876,59	002 896,85	393,46
10	0	90	406 978,80	002 942,37	333,61
12	Wurden nicht vermessen				
13	N/A				
14	Wurden nicht vermessen				

Tabelle 3: Angaben zur Qualität der Lagerstätte: Bohrungen 1 und 2

Bohrloch Nr	Bohrlochteufe von bis [m]		Qualität [MPa]
BL1	0	10	136
BL1	10	20	136
BL1	20	30	136
BL1	40	50	105
BL1	50	60	105
BL1	60	70	141
BL1	70	80	136
BL1	80	90	136
BL1	90	100	131
BL1	100	114	62
Bohrloch Nr	Bohrlochteufe von bis [m]		Qualität [MPa]
BL2	0	10	117
BL2	10	20	117
BL2	20	30	135
BL2	40	50	135
BL2	50	60	132
BL2	60	70	134
BL2	70	80	134
BL2	80	90	77
BL2	90	100	105
BL2	100	108	98

Tabelle 4: Angaben zur Qualität der Lagerstätte: Bohrungen 3 und 4

Bohrloch Nr	Bohrlochteufe von	bis [m]	Qualität [MPa]
BL3	0	10	117
BL3	10	20	142
BL3	20	30	142
BL3	40	50	70
BL3	50	60	50
BL3	60	70	111
BL3	70	80	73
BL3	80	90	73
BL3	90	100	80
BL3	100	111	89
Bohrloch Nr	Bohrlochteufe von	bis [m]	Qualität [MPa]
BL4	0	10	0
BL4	10	20	154
BL4	20	30	174
BL4	40	50	174
BL4	50	60	169
BL4	60	70	150
BL4	70	80	137
BL4	80	90	106
BL4	90	100	126
BL4	100	110	130
BL4	110	120	136
BL4	120	129	165

Tabelle 5: Angaben zur Qualität der Lagerstätte: Bohrungen 5 und 6

Bohrloch Nr	Bohrlochteufe von bis [m]		Qualität [MPa]
BL5	0	10	178
BL5	10	20	244
BL5	20	30	190
BL5	40	50	196
BL5	50	60	141
BL5	60	70	141
BL5	70	80	141
BL5	80	90	138
BL5	90	100	148
BL5	100	110	148
BL5	110	120	165
BL5	120	130	156
BL5	130	140	163
BL5	140	146	163
Bohrloch Nr	Bohrlochteufe von bis [m]		Qualität [MPa]
BL6	0	10	0
BL6	10	20	75
BL6	20	30	75
BL6	40	50	75
BL6	50	60	75
BL6	60	70	75
BL6	70	80	75
BL6	80	90	75
BL6	90	100	75
BL6	100	110	75

Tabelle 6: Angaben zur Qualität der Lagerstätte: Bohrungen 7 und 8

Bohrloch Nr	Bohrlochteufe von bis [m]		Qualität [MPa]
BL7	0	10	0
BL7	10	20	115
BL7	20	30	79
BL7	40	50	79
BL7	50	60	79
BL7	60	70	79
BL7	70	80	79
BL7	80	90	79
BL7	90	95	79
Bohrloch Nr	Bohrlochteufe von bis [m]		Qualität [MPa]
BL8	0	10	0
BL8	10	20	106
BL8	20	30	106
BL8	40	50	84
BL8	50	60	84
BL8	60	70	84
BL8	70	80	84
BL8	80	85	84

Tabelle 7: Angaben zur Qualität der Lagerstätte: Bohrungen 9 und 10

Bohrloch Nr	Bohrlochteufe von bis [m]		Qualität [MPa]
BL9	0	10	0
BL9	10	20	106
BL9	20	30	68
BL9	40	50	68
BL9	50	60	68
BL9	60	70	68
BL9	70	80	68
BL9	80	90	68
BL9	90	100	68
BL9	100	110	68
BL9	110	120	68
BL9	120	130	68
BL9	130	135	68
Bohrloch Nr	Bohrlochteufe von bis [m]		Qualität [MPa]
BL10	0	10	0
BL10	10	20	100
BL10	20	30	96
BL10	40	50	96
BL10	50	60	96
BL10	60	75	83

Tabelle 8: Angaben zur Qualität der Lagerstätte: Bohrungen 11 und 12

Bohrloch Nr	Bohrlochteufe von bis [m]		Qualität [MPa]
BL11	0	10	N/A
BL11	10	20	N/A
BL11	20	30	N/A
BL11	40	50	N/A
BL11	50	60	N/A
BL11	60	70	N/A
BL11	70	80	N/A
BL11	80	90	N/A
BL11	90	100	N/A
BL11	100	110	N/A
Bohrloch Nr	Bohrlochteufe von bis [m]		Qualität [MPa]
BL12	0	10	N/A
BL12	10	20	N/A
BL12	20	30	N/A
BL12	40	50	N/A

Tabelle 9: Angaben zur Qualität der Lagerstätte: Bohrungen 13 und 14

Bohrloch Nr	Bohrlochteufe von bis [m]		Qualität [MPa]
BL13	0	10	N/A
BL13	10	20	N/A
BL13	20	30	N/A
BL13	40	50	N/A
Bohrloch Nr	Bohrlochteufe von bis [m]		Qualität [MPa]
BL14	0	10	N/A
BL14	10	20	N/A
BL14	20	30	N/A
BL14	40	50	N/A
BL14	50	60	N/A
BL14	60	70	N/A
BL14	70	80	N/A
BL14	80	90	N/A
BL14	90	100	N/A
BL14	100	110	N/A
BL14	110	120	N/A
BL14	120	130	N/A
BL14	130	140	N/A
BL14	140	150	N/A

Tabelle 10: Gegenüberstellung von Dimensionen der Lagerstättenkörper

Nachgewiesene Vorräte	
Trachyt-Mineralisation "Srebro"	
Parameter	Wert*
W-O Erstreckung [m]	430
N-S Ausdehnung [m]	250
Obere Begrenzung [m ü. A]	408
Untere Begrenzung [m ü. A]	237
Volumen [m ³]	9746810
Raumgewicht [t/m ³]	2,6
Masse [t]	25341706
Extrapolierte Vorräte	
Trachyt-Mineralisation "Srebro"	
Parameter	Wert*
W-O Erstreckung [m]	540
N-S Ausdehnung [m]	250
Obere Begrenzung [m ü. A]	408
Untere Begrenzung [m ü. A]	212
Volumen [m ³]	15480344
Raumgewicht [t/m ³]	2,6
Masse [t]	40248894,4
	*-Vermittelt in Surpac

Tabelle 11: Parameter Abbaufeld Endgestaltung

Abbaufeld Endgestaltung	
Abbaufäche [ha]	14,3
Generalneigung der Endböschung [°]	45
Etagenhöhe [m]	15
Etagenbreite [m]	9,5
Etagenneigung [°]	70
Längserstreckung [m]	500
Quererstreckung [m]	330
max. Höhendifferenz [m]	165

Tabelle 12: Koordinate des Blockmodells

Minimum Coordinates (left lowest point)	Maximum Coordinates (right highest point)
y: 5002748	y: 5003161
x: 7406394	x: 7406990
z: 230	z: 440

Tabelle 13: Dimensionen des Blockmodells

Dimensionen des Blockmodells, [m]	
Breite	500
Länge	800
Tiefe	300
Blockgröße	5
Sub-Block-Größe	2,5

Tabelle 14: Gesteinsbezeichnung im Blockmodell

Kennzahl	Geologie
-1	N/A incl. Humus u. Erde u. Pyroklastika
1	Trachyt
2	Oberkreideseimente
3	Oberkreideseimente
4	Veränderter Trachyt

Tabelle 15: Abhängigkeit der Etagenbreite von dem Generalböschungswinkel

Generalneigung [°]	35	45	55
Etagenhöhe [m]	15	15	15
Etagenneigung [°]	70	70	70
Etagenbreite [m]	16	9,5	5

Tabelle 16: Einfluss der Generalneigung der Tagebauendböschung auf das Ausbringen und FinA: Abbauphase I

Generalneigung [°]	Einfluss unterschiedlicher Tagebauzuschnittsszenarios auf das Ausbringen und FinA für Abbauphase I. (absolut)					
	35		45		55	
	Abbaumenge [to]	Anteil [%]	Abbaumenge [to]	Anteil [%]	Abbaumenge [to]	Anteil [%]
Gestein Gesamt	13.780.000	100%	11.700.000	100%	8.060.000	100%
Trachyt	8.580.000	62%	7.540.000	64%	5.460.000	68%
Abraum gesamt	5.200.000	38%	4.160.000	36%	2.600.000	32%
Trachyt Vorräte nachgewiesen [to]					25.220.000	
Trachyt Vorräte vermutet [to]					42.120.000	
Verluste nachgewiesen [to]		16.640.000		17.680.000		19.760.000
Verluste vermutet [to]		33.540.000		34.580.000		36.660.000
A:W-Verhältnis kumulativ		0,61		0,55		0,48
Flächeninanspruchnahme [ha]		10,0		8,7		5,6

Tabelle 17: Einfluss der Generalneigung der Tagebauendböschung auf das Ausbringen und FinA: Abbauphase II

Generalneigung [°]	Einfluss unterschiedlicher Tagebauerschnittsszenarios auf das Ausbringen und FinA für Abbauphase II (absolut)					
	35		45		55	
	Abbaumenge [to]	Anteil [%]	Abbaumenge [to]	Anteil [%]	Abbaumenge [to]	Anteil [%]
Gestein Gesamt	13.520.000	100%	12.480.000	100%	13.780.000	100%
Trachyt	11.180.000	83%	10.920.000	88%	11.440.000	83%
Abraum gesamt	2.340.000	17%	1.560.000	13%	2.340.000	17%
Trachyt Vorräte nachgewiesen [to]					25.220.000	
Trachyt Vorräte vermutet [to]					42.120.000	
Verluste nachgewiesen [to]		5.460.000		6.760.000		8.320.000
Verluste vermutet [to]		22.360.000		23.660.000		25.220.000
A:W-Verhältnis kumulativ		0,2		0,1		0,2
Flächeninanspruchnahme [ha]		6,5		5,6		6,5

Tabelle 18: Einfluss der Generalneigung der Tagebauendböschung auf das Ausbringen: Abbauphase I + Abbauphase II (kumulativ)

Generalneigung [°]	35		45		55	
	Abbaumenge [to]	Anteil [%]	Abbaumenge [to]	Anteil [%]	Abbaumenge [to]	Anteil [%]
Gestein Gesamt	27.300.000	100%	24.180.000	100%	21.840.000	100%
Trachyt	19.760.000	72%	18.460.000	76%	16.900.000	77%
Abraum gesamt	7.540.000	28%	5.720.000	24%	4.940.000	23%
Trachyt Vorräte nachgewiesen [to]					25.220.000	
Trachyt Vorräte vermutet [to]					42.120.000	
Verluste nachgewiesen [to]		5.460.000		6.760.000		8.320.000
Verluste vermutet [to]		22.360.000		23.660.000		25.220.000
A:W-Verhältnis kumulativ		0,4		0,3		0,3
Flächeninanspruchnahme [ha]		16,5		14,3		12,1

Tabelle 19: Entwicklung der Abbaumengen in den ersten 5 Abbaujahren, [to]

Jahre	Trachyt	Abraum	Gesamt
1	75.000	907.000	982.000
2	171.000	617.000	788.000
3	208.000	595.000	803.000
4	429.000	379.000	808.000
5	457.000	336.000	793.000

Tabelle 20: Abbaumengen pro Etage und Jahr für die ersten 10 Abbaujahre

Durchschnittlicher Anteil an Trachyt über die 10 Jahre beträgt 60 %

Abbaustände (Jahre), Fördermengen in to										
Etagen	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
270 -> 285	-	-	-	-	-	-	-	-	2.600	430.000
285 -> 300	6.400	-	-	-	-	-	2.800	-	250.000	340.000
300 -> 315	12.000	-	-	-	3.500	-	330.000	200.000	290.000	-
315 -> 330	29.000	-	-	-	200.000	43.000	450.000	89.000	270.000	-
330 -> 345	16.000	490	220.000	360.000	120.000	260.000	-	250.000	-	-
345 -> 360	35.000	180.000	160.000	300.000	210.000	240.000	-	180.000	-	-
360 -> 375	9.200	240.000	180.000	150.000	140.000	250.000	-	100.000	-	-
375 -> 390	250.000	290.000	150.000	-	50.000	-	-	-	-	-
390 -> 405	300.000	83.000	60.000	-	30.000	-	-	-	-	-
405 -> 420	200.000	-	37.000	-	45.000	-	-	-	-	-
420 -> 435	110.000	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Summe pro Jahr	970.000	800.000	800.000	810.000	790.000	790.000	790.000	820.000	810.000	780.000
Davon Trachyt	75.000	170.000	210.000	430.000	460.000	650.000	610.000	710.000	680.000	750.000
%-Anteil an Trachyt	8%	21%	26%	53%	58%	82%	77%	87%	84%	96%

Tabelle 21: Abbaumengen pro Etage und Jahresabschnitt für die Abbaujahre 10 bis 30

<u>Endgestaltung Jahr 30</u>			
Abbaumengen pro Zeitabschnitt und Etage			
Etagen	J10 bis 16	J17 bis 21	J 22 bis 30
270 -> 285	-	-	1.900.000
285 -> 300	-	-	2.300.000
300 -> 315	-	530	2.700.000
315 -> 330	390.000	2.100.000	200.000
330 -> 345	640.000	1.500.000	120.000
345 -> 360	890.000	780.000	5.000
360 -> 375	1.000.000	150.000	-
375 -> 390	800.000	-	-
390 -> 405	480.000	-	-
405 -> 420	210.000	-	-
420 -> 435	9.100	-	-
Summe pro Jahr	4.400.000	4.500.000	7.300.000
Davon Trachyt	3.600.000	3.100.000	6.500.000
%-Anteil an Trachyt	82%	69%	89%

Tabelle 22: Zeitliche Änderung der Förderentfernungen, [km]

Durchschnittl. Förderentfernungen pro Abbauperiode		
Jahr	Förderdistanz Abbau - Brecher	Förderdistanz Brecher - Innenkippe
J1	1,71	0,30
J2	1,28	0,30
J3	1,21	0,30
J4	1,06	0,30
J5	1,08	0,30
J6	0,89	0,30
J7	0,32	0,30
J8	0,76	0,30
J9	0,24	0,30
J10	0,56	0,30
J11-16	1,21	0,30
J17-21	1,03	0,30
J22-30	0,73	0,30

Tabelle 23: Schichtdaten

	1-Schicht	2-Schicht	3-Schicht
Arbeitstage im Jahr	240	240	240
Arbeitsstunden eff.pro Tag	6	12	18
Teoretische Arbeitsstunden im Jahr	1440	2880	4320
Korrekturfaktor	0,8	0,8	0,8
Arbeitsstunden verfügbar im Jahr	1152	2304	3456
Fördermenge im Jahr, [to]	800.000	800.000	800.000
Erforderliche Leistung pro Stunde, [to/h]	694	347	231

Tabelle 24: Berechnung der Leistung für das Ladegerät Radlader CAT 972 H

RL CAT 972 H		
Wendewinkel	°	60
Schaufelgröße	m ³	4,5
Füllungsgrad (FG)		0,85
Löffelinhalt mit FG	m ³	3,825
Dichte Material (fest)	t/m ³	2,6
Auflockerungsfaktor		1,6
Lademenge	t	6,22
Butzungsfaktor	min/h	40
ATZ	min	0,55
ATZ/h		72,727273
Effektive Leistung	t/h	452,04545

Tabelle 25: Berechnung der Leistung für das Ladegerät Hydraulikbagger CAT 345 BL

HB CAT 345 BL		
Schwenkwinkel	°	60
Löffelinhalt	m ³	2,6
Füllungsgrad (FG)		0,85
Löffelinhalt mit FG	m ³	2,21
Dichte Material (fest)	t/m ³	2,6
Auflockerungsfaktor		1,6
Lademenge	t	3,59
Benutzungsfaktor	min/h	60
ATZ	min	0,35
ATZ/h		171,42857
Effektive Leistung	t/h	615,64286

Tabelle 26: Angaben für Berechnungssystem Ladegerät – Fördergerät

		Var 1	Var 2	Var 3	Var 4
Ladegerät	Messeinheit				
Art		Hyd.Bag.	RL	RL	Hyd.Bag.
Hersteller		CAT	CAT	CAT	CAT
Typ		345 BL	972 H	972 H	345 BL
Motorleistung	[PS]	294	291	291	294
Höchstgeschwindigkeit	[km/h]	4,4	37	37	4,4
Arbeitstaktzeit (ATZ)	[min]	0,35	0,55	0,55	0,35
Löffelinhalt	[m ³]	2,6	4,5	4,5	2,6
Füllungsgrad (FG)	[1]	0,85	0,85	0,85	0,85
Löffelinhalt mit FG	[m ³]	2,21	3,825	3,825	2,21
Dichte Material (fest)	[t/m ³]	2,6	2,6	2,6	2,6
Auflockerungsfaktor	[1]	1,6	1,6	1,6	1,6
Lademenge	[t]	3,59	6,22	6,22	3,59
Beladehöhe	[m]	7,5	4,5	4,5	7,5
Leistung (Erg)	[t/h]	616	678	678	616

Tabelle 27: Angaben für Berechnungssystem Ladegerät – Fördergerät

Fördergerät	Messeinheit	Var 1	Var 2	Var 3	Var 4
Art		Dumper	Mulde	Dumper	Mulde
Hersteller		Komatsu	Komatsu	Komatsu	Komatsu
Typ		HM 350-2	HD 405-7	HM 350-2	HD 405-7
Motorleistung	[PS]	400	504	400	504
Max. Nutzlast	[t]	32,3	40	32,3	40
Muldenkapazität (gehäuft)	[m ³]	19,8	27,3	19,8	27,3
Beladehöhe	[m]	2,975	3,5	2,975	3,5
Leergewicht	[t]	31	35	31	35
Max. Gesamtgewicht	[t]	63,4	75,2	63,4	75,2
Beladen abwärts (netto)	[km/h]	22	28	22	28
Leer aufwärts (netto)	[km/h]	22	28	22	28
Beladen aufwärts (netto)	[km/h]	18	14	18	14
Leer abwärts (netto)	[km/h]	25	35	25	35
Korrekturfaktor	[1]	0,6	0,6	0,6	0,6
Beladen	[min]	3,15	3,54	2,86	3,90
Rangieren Beladen	[min]	0,2	0,2	0,2	0,2
Rangieren Entladen	[min]	0,2	0,2	0,2	0,2
Entleeren/Kippen	[min]	0,2	0,2	0,2	0,2
Wartezeiten	[min]	3	3	3	3
Berechnungsparameter					
Fördermenge	[t]	32,3	40	32,3	40
Geschw 1	[km/h]	13,2	16,8	13,2	16,8
Geschw 2	[km/h]	13,2	16,8	13,2	16,8
Geschw 3	[km/h]	10,8	8,4	10,8	8,4
Geschw 4	[km/h]	15	21	15	21
Zusatzzeiten	[h]	0,11	0,12	0,11	0,12
Fördersystem		4	3	2	3
Anz. LKW	[Stück]	2	2	2	2
Ladespiele pro LKW	[1]	8,99	6,44	5,20	11,14
Belade-Zeit	min	3,15	3,54	2,86	3,90

Tabelle 28: Betriebskostenkalkulation

Ladegerät		HB	RL	RL	HB
Anschaffungskosten	€	400.000	240.000	240.000	400.000
Geplante Gesamtlebensdauer eines Gerätes	h	12.000	5.000	5.000	12.000
Abschreibung je Betriebsstunde	€/h	33,33	48,00	48,00	33,33
Treibstoffverbrauch je Betriebsstunde	l/h	40	25	25	40
Treibstoffkosten je Liter	€/l	1,20	1,20	1,20	1,20
Treibstoffkosten je Betriebsstunde	€/h	48,00	30,00	30,00	48,00
Ersatzteil- und Reparaturfaktor	%/AK	0,90	0,90	0,9	0,9
Ersatzteil- und Reparaturaufwand pro BH	€/BH	30,00	43,20	43,20	30,00
Personalkosten	€/h	20,00	20,00	20,00	20,00
Zinssatz p.a.	% AK /Jahr	5,0%	5,0%	5,0%	5,0%
Zinslast 1-Schichtbetrieb	€/h	8,68	5,21	5,21	8,68
Zinslast 2-Schichtbetrieb	€/h	4,34	2,60	2,60	4,34
Zinslast 3-Schichtbetrieb	€/h	2,89	1,74	1,74	2,89
Gesamtkosten 1-Schichtbetrieb	€/h	140,01	146,41	146,41	140,01
Gesamtkosten 2-Schichtbetrieb	€/h	135,67	143,80	143,80	135,67
Gesamtkosten 3-Schichtbetrieb	€/h	134,23	142,94	142,94	134,23

Tabelle 29: Betriebskostenkalkulation

Fördergerät		Dumper	Mulde	Dumper	Mulde
Anschaffungskosten je Fördergerät	€	260.000	355.000	260.000	355.000
Geplante Gesamtlebensdauer eines Gerätes	h	8.000	10.000	8.000	10.000
Abschreibung je Betriebsstunde	€/h	32,50	35,50	32,50	35,50
Treibstoffverbrauch je Betriebsstunde	l/h	30	35	30	35
Treibstoffkosten je Liter	€/l	1,20	1,20	1,20	1,20
Treibstoffkosten je Betriebsstunde	€/h	36,00	42,00	36,00	42,00
Ersatteil- und Reparaturfaktor	% AK /Jahr	0,90	0,90	0,90	0,90
Ersatzteil- und Reparaturkosten	€/h	29	32	29	32
Personalkosten	€/h	20,00	20,00	20,00	20,00
Zinssatz p.a.	% AK /Jahr	5,0%	5,0%	5,0%	5,0%
Zinslast 1-Schichtbetrieb		5,64	7,70	5,64	7,70
Zinslast 2-Schichtbetrieb	€/Jahr	2,82	3,85	2,82	3,85
Zinslast 3-Schichtbetrieb	€/t	1,88	2,57	1,88	2,57
Gesamtkosten 1-Schichtbetrieb	€/h	123,39	137,15	123,39	137,15
Gesamtkosten 2-Schichtbetrieb	€/h	120,57	133,30	120,57	133,30
Gesamtkosten 3-Schichtbetrieb	€/h	119,63	132,02	119,63	132,02

Anhang C: Diagramme

Diagrammenverzeichnis

Diagramm 1: Der A:W-Trend bezogen auf einzelne Abbauetagen.....	141
Diagramm 2: Das A:W Verhältnis für Zuschnittsvariante II in m ³	142
Diagramm 3: Zusammenfassung der ersten 5 Abbaujahre	143
Diagramm 4: Darstellung der Änderung des A:W-Verhältnisses in den ersten 5 Abbaujahren	144
Diagramm 5: Entwicklung der Abbaumengen an Trachyt in den ersten 10 Abbaujahren	145
Diagramm 6: Zeitliche Änderung der Förderentfernungen, [km].....	146
Diagramm 7: Förderleistung für System „Ladegerät + Fördergerät“	147
Diagramm 8: Darstellung von Auslastung eines Systems (Ladegerät + Fördergerät) im 3-Schicht-Betrieb	148
Diagramm 9: Darstellung von Auslastung eines Systems (Ladegerät + Fördergerät) im 1-Schicht-Betrieb	149
Diagramm 10: Vergleich von Betriebskosten pro Gerät und Stunde	150
Diagramm 11: Vergleich von Gesamtkosten pro Schichtbetrieb und Maschinenkombination bzw. System.....	151
Diagramm 12: Entwicklung der spezifischen Kosten pro Abbaujahr bzw. pro Jahresabschnitt	152
Diagramm 13: Vergleich der spezifischen Gesamtkosten pro Zeitabschnitt.....	153
Diagramm 14: Vergleich von spezifischen Gesamtkosten pro verkaufte Tonne Wertmineral	154

Diagramm 1: Der A:W-Trend bezogen auf einzelne Abbauetagen

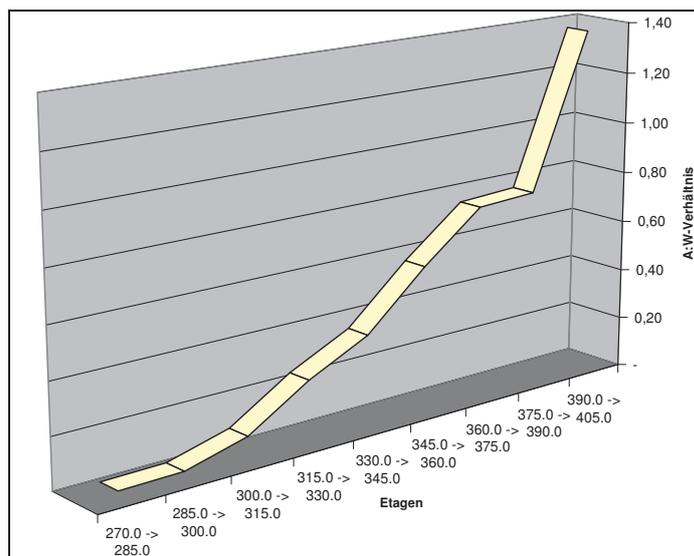


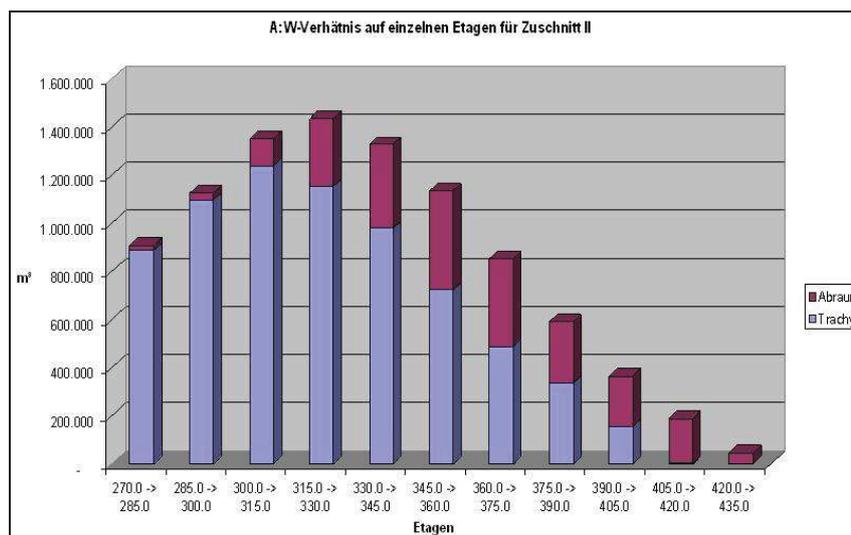
Diagramm 2: Das A:W Verhältnis für Zuschnittsvariante II in m³

Diagramm 3: Zusammenfassung der ersten 5 Abbaujahre

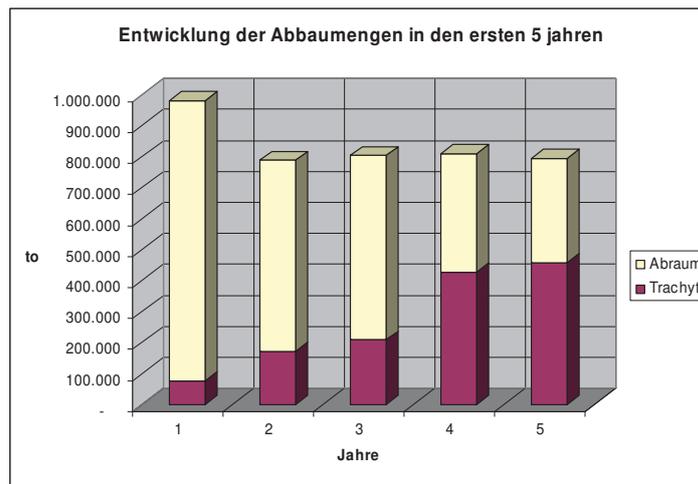


Diagramm 4: Darstellung der Änderung des A:W-Verhältnisses in den ersten 5 Abbaujahren

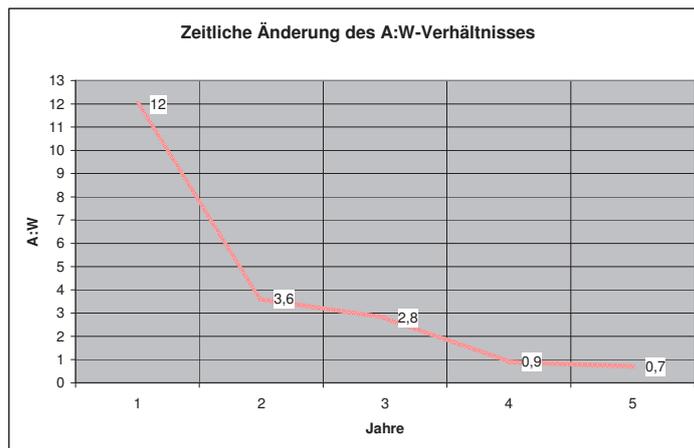


Diagramm 5: Entwicklung der Abbaumengen an Trachyt in den ersten 10 Abbaujahren

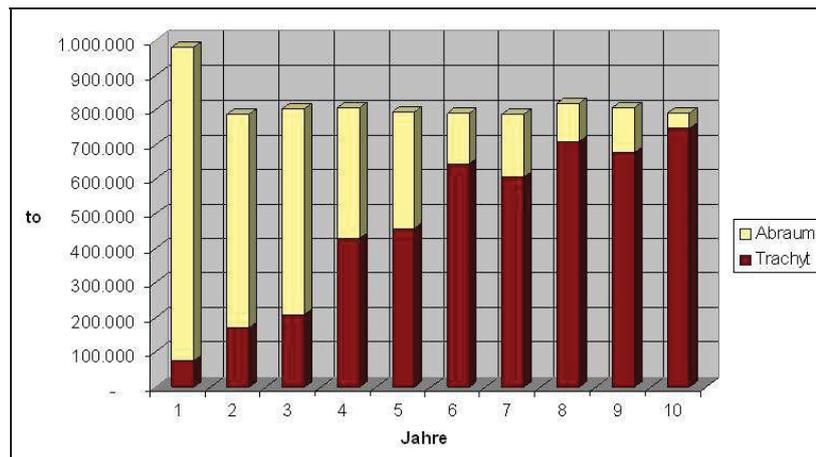


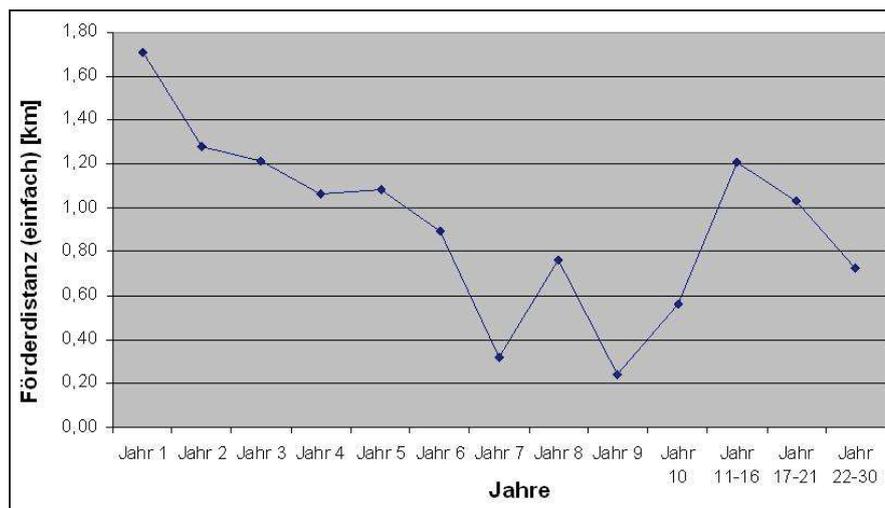
Diagramm 6: Zeitliche Änderung der Förderentfernungen, [km]

Diagramm 7: Förderleistung für System „Ladegerät + Fördergerät“

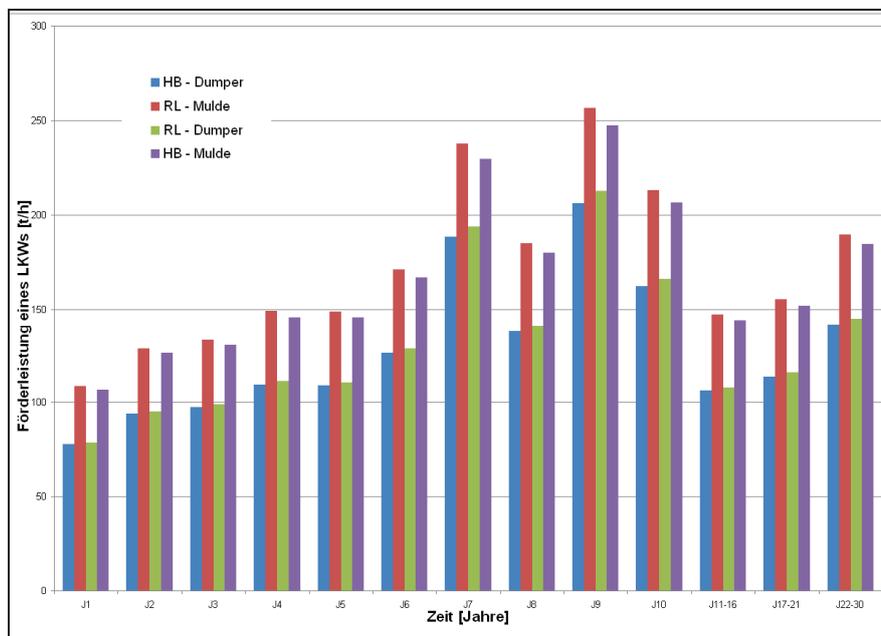


Diagramm 8: Darstellung von Auslastung eines Systems (Ladegerät + Fördergerät) im 3-Schicht-Betrieb

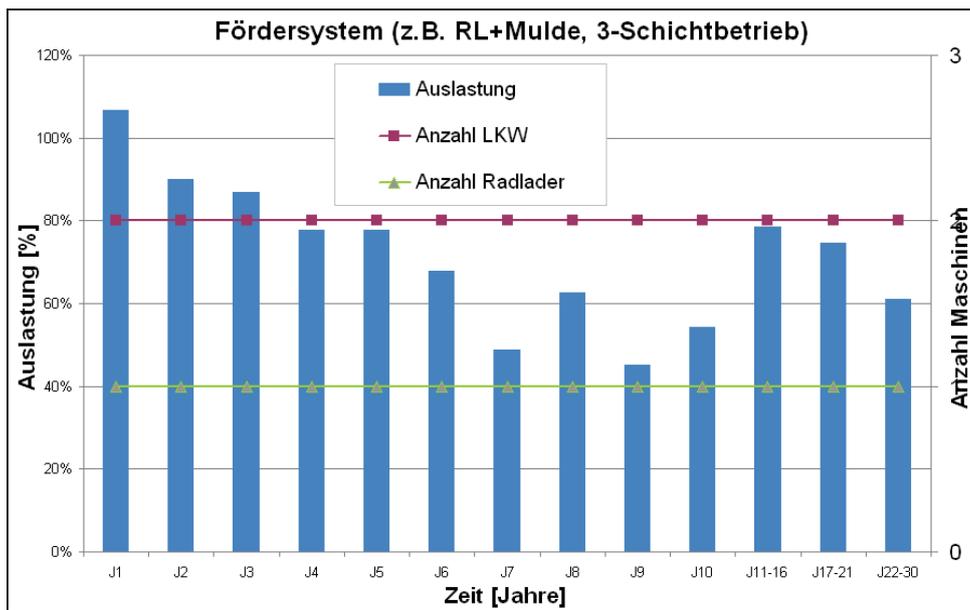


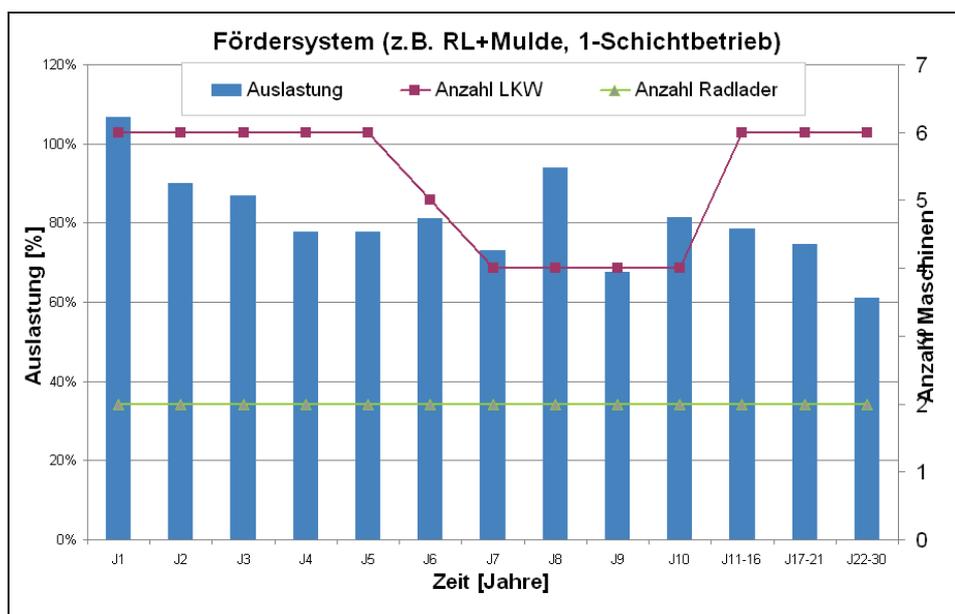
Diagramm 9: Darstellung von Auslastung eines Systems (Ladegerät + Fördergerät) im 1-Schicht-Betrieb

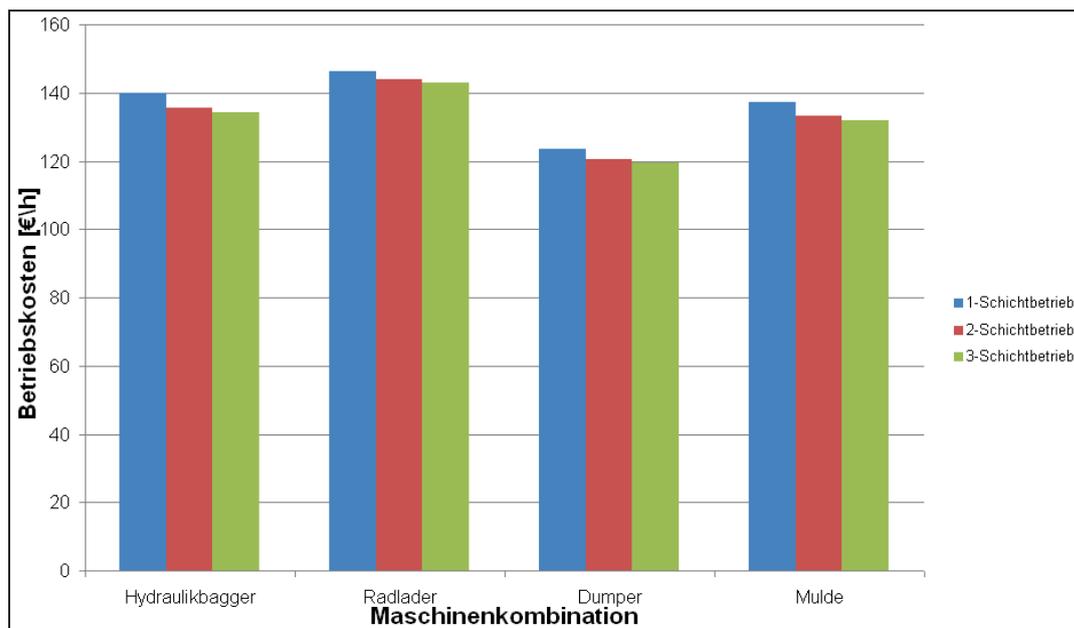
Diagramm 10: Vergleich von Betriebskosten pro Gerät und Stunde

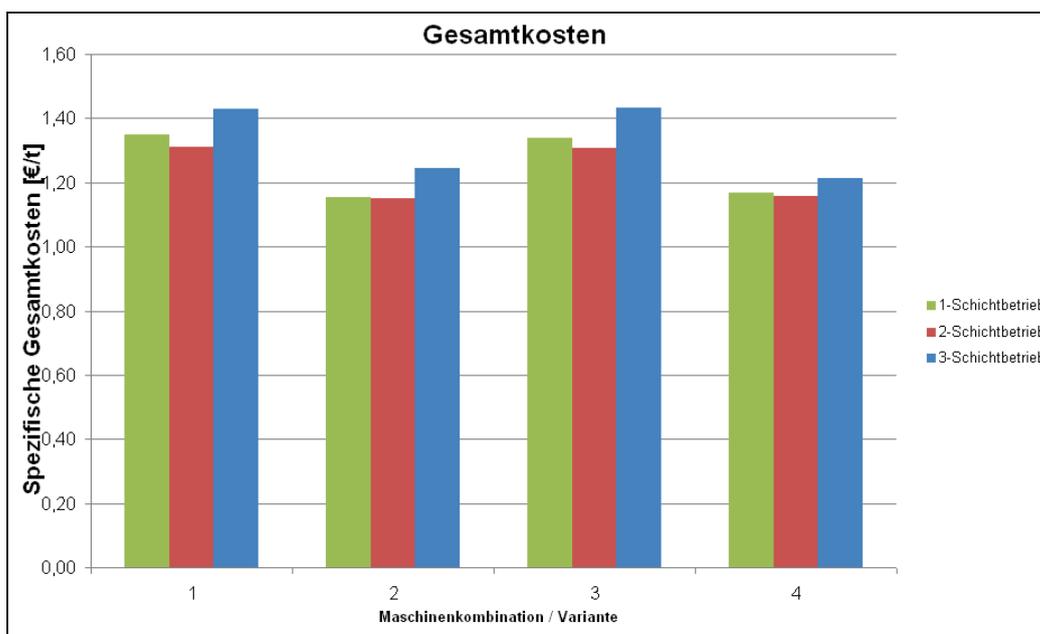
Diagramm 11: Vergleich von Gesamtkosten pro Schichtbetrieb und Maschinenkombination bzw. System

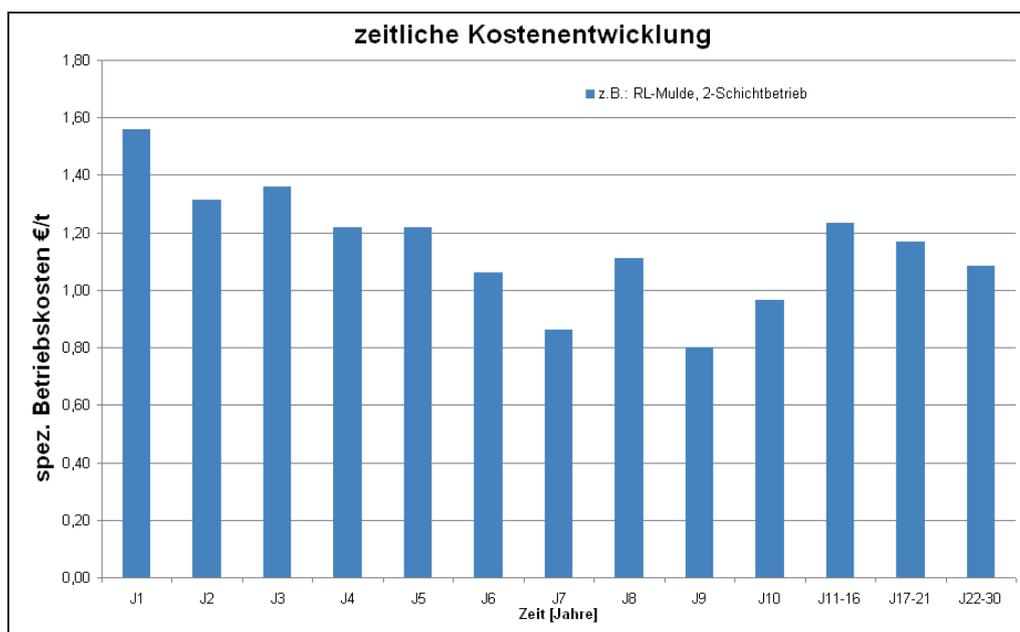
Diagramm 12: Entwicklung der spezifischen Kosten pro Abbaujahr bzw. pro Jahresabschnitt

Diagramm 13: Vergleich der spezifischen Gesamtkosten pro Zeitabschnitt

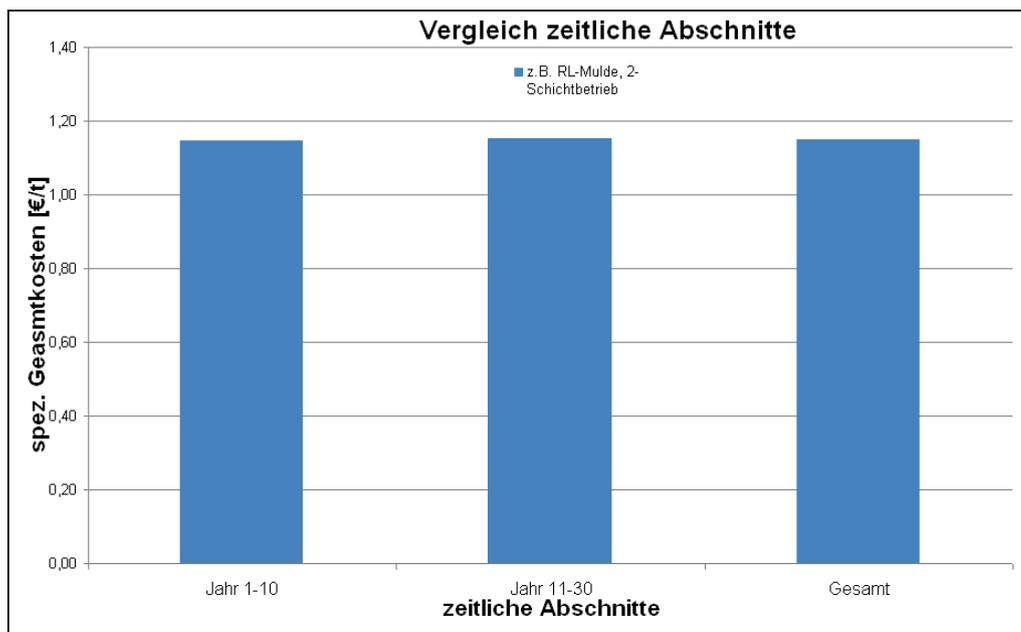


Diagramm 14: Vergleich von spezifischen Gesamtkosten pro verkaufte Tonne Wertmineral

