

**Referenzkonzept für ein
Endlager für radioaktive Abfälle
in Tongestein**

ERATO

Abschlussbericht

DBE-TEC
DBE TECHNOLOGY GmbH

Referenzkonzept für ein Endlager für radioaktive Abfälle in Tongestein

ERATO

Abschlussbericht

M. Pöhler, P. Amelung, W. Bollingerfehr, H.J. Engelhardt, W. Filbert,
M. Tholen

DBE TECHNOLOGY GmbH
Eschenstraße 55
D-31224 Peine

Juni 2010

Die diesem Bericht zugrunde liegenden Arbeiten wurden im Auftrag des Projektträgers Forschungszentrum Karlsruhe, Wassertechnologie und Entsorgung, (PTKA-WTE) unter dem Förderkennzeichen 02E 10286 von DBE TECHNOLOGY GmbH durchgeführt. Die Verantwortung für den Inhalt liegt jedoch allein bei den Autoren.

Zusammenfassung

Nachdem seitens der Bundesregierung Ende der 90er Jahre entschieden wurde, neben Salz auch alternative Wirtsgesteine zu untersuchen, traten Überlegungen zur Endlagerung in Tonformationen weiter in den Vordergrund. Mit dem vorliegenden Vorhaben sollen basierend auf den abgeschlossenen FuE-Vorhaben GEIST [Filbert et al. 2004] und GENESIS [Jobmann et al. 2007], in denen erste Ansätze hinsichtlich einer Endlagerung von HAW-Abfällen in einer Tonformation entwickelt wurden, weitere Grundlagen für eine Endlagerauslegung im Tonstein erarbeitet und ein Referenzendlagerkonzept geplant werden.

Im Gegensatz zur Einlagerung in einer Salzformation ist vorgesehen, sämtliche Endlagerbehälter mit einer 30 cm dicken Barriere aus Bentonitformteilen zu ummanteln. Diese geotechnische Barriere hat die Aufgabe, mögliche Lösungszutritte zu den Behältern zu verzögern und umgekehrt einen Rückhalteeffekt für in Lösung gegangene Radionuklide zu gewährleisten.

Aufgrund der auf 100°C begrenzten Temperatur an der Kontaktfläche zur geotechnischen Barriere wird bei den Endlagerbehältern für ausgediente Brennelemente zusätzlich eine wärmeverteilende Sandschicht (heat spreader) zwischen Behälter und Ummantelung mit einer Dicke von 20 cm eingeschaltet und die Behälter nur mit den gezogenen Brennstäben von 3 DWR-BE beladen. Dies entspricht unter geometrischen Gesichtspunkten einer Beladung mit 9 SWR-BE bzw. 7,5 WWER-BE. Unter Zugrundelegung des Mengengerüstes ergeben sich insgesamt 6818 Gebinde mit ausgedienten Brennelementen. Darüber hinaus sind 3767 HAW-Kokillen sowie 7462 CSD-B und CSD-C endzulagern.

Als Standortregion für das generische Endlager wurde eine Unterkreidetonformation im Niedersächsischen Becken (Nord-1) gewählt, die die Errichtung des HAW-Endlagers in einer vergleichsweise geringen Teufe von etwa 350 m bei gleichzeitig relativ hoher Einlagerungsdichte ermöglicht. Durch die geringe Teufenlage ergeben sich ferner Vorteile im Hinblick auf das Abteufen der Schächte und geringere Anforderungen an den notwendigen Ausbau der Grubenbaue.

Für die Endlagerung von ausgedienten Brennelementen, für die in den FuE-Vorhaben GEIST und GENESIS alternativ die Streckenlagerung in POLLUX-Behältern oder die Bohrlochlagerung unter Verwendung von Brennstabkokillen (BSK 3) in vertikalen und ca. 50 m tiefen Bohrlöchern betrachtet worden ist, erfolgte für diese grundsätzlichen Einlagerungskonzepte im Rahmen dieses Vorhabens eine Untersuchung und Bewertung denkbarer Einlagerungsvarianten sowie die Auswahl von jeweiligen Vorzugsvarianten. Der in einem weiteren Schritt durchgeführte Vergleich der beiden Vorzugsvarianten führte zu dem hier der Planung zugrunde gelegten Konzept der Bohrlochlagerung. Dieses besteht darin, in das mit einem Außenliner ausgekleidete Bohrloch zunächst die aus einer Bentonitbodenplatte und Bentonitringen bestehende geotechnische Barriere komplett im Bohrloch einzubringen und anschließend die BSK 3 im Wechsel mit dem als heat spreader wirkenden Versatzmaterial, welches auch den Ringraum zwischen BSK 3 und Bentonitringen füllt. Die Zentrierung der Kokillen wird dabei durch vorab mit den Bentonitringen eingebrachte Centralizer gewährleis-

tet. Der Verschluss des Bohrlochs erfolgt durch einen in den obersten Bentonitring eingesetzten Bentonitpfropfen. Der Raum oberhalb des Bohrlochpfropfens wird im Hinblick auf einen Zutritt zementhaltiger Lösungen aus dem Streckenausbau mit Bentonitgranulat oder mit plastischem Ton als sorbierende Schicht verfüllt. Die Verwendung des als Sturzversatz eingebrachten heat spreaders auch als Verfüllmaterial bis zur nächsten Kokillenabsetzposition ist mit einem einfachen Betriebsablauf verbunden. Sofern aus Gründen der Langzeitsicherheit erforderlich, ist das Einbringen von Zwischenlagen aus Wirtsgestein und/oder Bentonitgranulat zwischen den Kokillen jedoch möglich.

Die Einlagerung der WA-Abfälle (HAW-Kokillen, CSD-B und CSD-C) erfolgt auf dieselbe Weise, jedoch ohne das Erfordernis, einen heat spreader vorsehen zu müssen. Die Kokillen werden mit einbautechnisch geringst möglichem Ringspalt im Wechsel mit Versatz (Wirtsgestein und/oder Bentonitgranulat) in das mit Außenliner und Bentonitringen ausgekleidete Bohrloch eingebracht.

Basierend auf thermomechanischen Auslegungsrechnungen, gebirgsmechanischen und betrieblichen Erwägungen wurden Bohrloch- und Streckenabstände festgelegt und die bis zu etwa 400 m langen Strecken zu Einlagerungsfeldern bzw. zu Einlagerungsabteilungen so zusammengefasst, dass unter anderem die Herstellung der Einlagerungsstrecken und -bohrlöcher in Spätestlage in Bezug auf die Nutzung dieser Grubenbaue für die Einlagerung sowie eine rückbauartige Einlagerung von den Grubenfeldgrenzen zu den zentral gelegenen Schächten möglich ist. Der Anschluss der Einlagerungsfelder an die Schächte erfolgt über ein 3-Streckensystem, von denen zwei Strecken (Haufwerksstransport und Gebindetranstrecke) als Frischwetterzubringer dienen und eine Strecke als gemeinsame Abwetterstrecke fungiert.

Das unter Zugrundelegung des Mengengerüsts entworfene HAW-Endlager ist in zwei Flügel unterteilt. Ein Flügel dient der Endlagerung der ausgedienten Brennelemente und der andere der Endlagerung der WA-Abfälle. Im zentralen Mittelfeld befinden sich neben den Schächten die erforderlichen Grubennebenräume. Der Gesamtflächenbedarf des Endlagers beträgt ca. 6,5 km².

Der Umfang für die Herstellung und Herrichtung der Grubenbaue ist hoch und erfordert zahlreiche Betriebspunkte, die wettertechnisch versorgt und transportlogistisch an die betriebliche Infrastruktur angeschlossen werden müssen. Anhand von detaillierten Betriebsabläufen konnte gezeigt werden, dass bei der durch insgesamt hohes Gesamtaufkommen bei gleichzeitig nur geringer Kokillenanzahl pro Bohrloch zeitführenden Einlagerung von BSK 3 ein Einlagerungsfortschritt in der Größenordnung von 0,5 Gebinden pro Arbeitstag unter den oben genannten Gesichtspunkten sowie im Hinblick auf die zeitgleiche Einlagerung der WA-Abfälle als realistisch anzusehen ist. Für die 6818 einzulagernden BSK 3 ergibt sich damit eine Einlagerungsdauer von etwa 55 Jahren. Unterstellt man bei den WA-Abfällen die gleiche kampagnenweise Einlagerung wie bei den BSK 3, betragen die Einlagerungsdauern für die HAW-Kokillen ca. 21 Jahre und für die CSD-B und CSD-C ca. 40 Jahre.

Für die Verfüllung des überwiegenden Teils der untertägigen Grubenbaue ist aus Kostengründen Haufwerksmaterial aus der Auffahrung vorgesehen. Aufgrund der parallel zum

Einlagerungsbetrieb stattfindenden Herstellung der Einlagerungsstrecken kann das für Versatzzwecke erforderliche Haufwerk untertage verbleiben und ist damit keinen Witterungseinflüssen ausgesetzt. Es wird direkt im Umlauf untertage von einem an den Kontrollbereich angrenzenden Haufwerksbunker abgezogen und den Versatzbetriebspunkten zugeführt. Das restliche Haufwerk wird zutage gefördert und aufgehaldet. Für die zum Ende der Betriebsphase verbliebenen Grubenbaue kann aufgrund der dann beendeten Aufarbeitungsarbeiten nur aufbereitetes Haldenmaterial oder Fremdversatz verwendet werden.

Der Verschluss des Endlagers erfolgt durch Streckenverschlussbauwerke im schachtnahen Bereich und die dazu redundant und/oder diversitär ausgelegten Schachtverschlüsse.

Die erforderlichen Safeguardsmaßnahmen für HAW-Endlager werden bei der IAEA durch eine internationale Arbeitsgruppe zur Zeit für kristalline Gesteine (schwedisches und finnisches Endlagerkonzept) diskutiert. Eine Übertragbarkeit auf das Wirtsgestein Ton ist in weiten Bereichen grundsätzlich gegeben.

Der FuE-Bedarf für die Realisierung eines HAW-Endlagers in Tonstein ist im Wesentlichen auf mit dem vorgeschlagenen Einlagerungskonzept verbundene Fragestellungen beschränkt. Untersuchungsbedarf besteht in erster Linie in Bezug auf die Möglichkeit, sowohl für die korrekte Implementierung der technischen und geotechnischen Barrieren sowie des Versatzes als auch für die Langzeitsicherheit Nachweise zu führen. Jede Barriere hat ihre Schutzfunktion, deren Wirksamkeit im Vorfeld nachgewiesen werden muss. Die korrekte Beschreibung des Systemverhaltens unter den Randbedingungen der technischen Implementierbarkeit steht dabei im Vordergrund. Darüber hinaus ergibt sich in begrenztem Umfang Entwicklungsbedarf bei den Betriebsmitteln für die Herstellung und Herrichtung sowie für das Einlagern und Versetzen der Einlagerungsbohrlöcher.

Unter der Maßgabe, dass der Zeitraum für die Begutachtung, Auslegung und Erörterung der Planunterlagen bis zum Planfeststellungsbeschluss im Rahmen des atomrechtlichen Genehmigungsverfahrens einen Zeitraum von 10 Jahren beansprucht und mit der Errichtung unmittelbar nach Planfeststellungsbeschluss begonnen wird, ergibt sich von Beginn der übertägigen Erkundung bis zum Ende der Rekultivierung der Tagesoberfläche ein Zeitraum von 104 Jahren, von denen einschließlich der Herstellung der ersten und Versetzen der letzten Einlagerungsstrecke 56,5 Jahre auf die Betriebsphase entfallen. Von der Differenz von 47,5 Jahren entfallen 39,5 Jahre auf den Zeitraum von Beginn der übertägigen Erkundung bis zum Beginn der Betriebsphase und 8 Jahre auf die Stilllegungsphase, bei der ein Nachlauf von einem Jahr für den Abriss der restlichen Tagesanlagen und die Rekultivierung der Tagesoberfläche im Anschluss an die Schachtverfüllung berücksichtigt wurde.

Die Kostenabschätzung für Erkundung, Errichtung, Betrieb und Stilllegung des HAW-Endlagers führte zu Gesamtkosten von etwa 11 Milliarden EUR (netto). Darin enthalten sind auch die Kosten für Planung und Genehmigung, Kosten der Behörden und FuE-Bedarf.

Es sei hier angemerkt, dass es sich bei den für einzelne Aufgaben ermittelten Kosten einerseits in Ermangelung belastbarer Angaben zum Teil um grobe Abschätzungen handelt und dass diesen Kosten andererseits bestimmte Annahmen zugrunde liegen. Dies sind unter

anderem angenommene Dauern für bestimmte Phasen oder Vorgänge, die proportional Einfluss auf die Kosten nehmen (z. B. Kosten für die Offenhaltung des Betriebs während des Planfeststellungsverfahrens) sowie Kostenansätze im Detail (z. B. Ansätze für Durchführung von Arbeiten als Fremdleistung, Herstellung der Bentonitformteile usw.). Insofern ist eine Heranziehung der Gesamtkosten zu Vergleichszwecken nur unter Beachtung der hier im Detail zugrunde gelegten Randbedingungen möglich und sinnvoll.

Insgesamt betrachtet sind die ermittelten Gesamtkosten als grober Anhaltswert zu verstehen, der eher nach oben als nach unten abweichen kann.

Inhaltsverzeichnis

Zusammenfassung	3
Inhaltsverzeichnis	7
1 Einleitung	13
2 Vorgaben für die Planung eines HAW-Endlagers	17
2.1 Abfallmengengerüst	17
2.2 Bisherige Konzepte für Einlagerung	18
2.2.1 Multibarrierenkonzept	18
2.2.2 Einlagerungskonzepte für ausgediente Brennelemente und HAW-Kokillen (CSD-V) gemäß FuE-Vorhaben GEIST	24
2.2.2.1 Streckenlagerung für POLLUX-Behälter mit ausgedienten Brennelementen	24
2.2.2.2 Bohrlochlagerung für Brennstabkokillen mit ausgedienten Brennelementen	26
2.2.2.3 Bohrlochlagerung für HAW-Kokillen	28
2.2.3 Einlagerungskonzepte für ausgediente Brennelemente und HAW-Kokillen (CSD-V) gemäß FuE-Vorhaben GENESIS	29
2.2.3.1 Streckenlagerung für POLLUX-Behälter mit ausgedienten Brennelementen	30
2.2.3.2 Bohrlochlagerung für Brennstabkokillen mit ausgedienten Brennelementen	31
2.2.3.3 Bohrlochlagerung für HAW-Kokillen	32
2.2.3.4 Einlagerungskonzepte für (CSD-B) und (CSD-C)	33
2.2.4 Zusammenfassende Darstellung über zugrunde gelegte Gebindeanzahlen und Abstände	34
2.3 Festlegung der Referenzstandortregion	34
2.3.1 Kriterien für die Auswahl von Endlagerstandorten	34
2.3.2 Standortauswahl in Deutschland	37
2.3.2.1 Vorgehensweise	37
2.3.2.2 Modellregionen im Ton	39
2.3.2.3 Vergleichende Bewertung der Modellregionen	45
3 Erkundung	49
3.1 Übertägige Erkundung	49
3.1.1 Geologische und photogeologische Kartierung	50
3.1.2 Seismische Erkundung	50
3.1.3 Sondierbohrungen/Schachtvorbohrungen	52

3.1.3.1	Technische Durchführung der Sondierbohrungen	53
3.1.3.2	Technische Messverfahren zur Überwachung der Bohrung	54
3.1.3.3	Untersuchungsprogramm am Bohrkern und im Bohrloch	55
3.1.3.4	Kombination von Bohrlochmessungen und seismischen Daten zur Charakterisierung von Tonsteinen	57
3.1.3.5	Fazit für das Referenzgebiet Nord-1	57
3.1.4	In situ-Erkundung der Temperaturverhältnisse	58
3.1.4.1	Felsmechanische In situ-Untersuchungen und Laborversuche	59
3.1.5	Vertikales und radiales Auflösungsvermögen der einzelnen Bohrlochmessverfahren	61
3.1.6	Laborversuche am Bohrkernmaterial	64
3.1.6.1	Korngrößenanalyse	64
3.1.6.2	Quantitative Untersuchungen zur Karbonatverteilung	65
3.1.6.3	Bestimmung des Wassergehaltes und der Konsistenz	66
3.1.6.4	Mineralogische Untersuchungen	67
3.1.6.5	Stratigraphische Untersuchungen	67
3.1.6.6	Thermophysikalische Untersuchungen	68
3.1.7	Hydrologie und Hydrochemie	69
3.1.7.1	Charakterisierung der hydrologischen Situation der Schichtenfolge	69
3.1.7.2	Hydrochemie	78
3.2	Untertägige Erkundung	79
3.2.1	Untersuchungsprogramm während des Schachtabteufens	80
3.2.1.1	Geotechnisches Untersuchungsprogramm	81
3.2.1.2	Geowissenschaftliches Untersuchungsprogramm	83
3.2.2	Untersuchungsprogramm während der Auffahrung des Endlagerbergwerkes	84
3.2.2.1	Geomechanische In situ-Untersuchungen	84
3.2.2.2	Hydraulische Untersuchungen	87
3.2.2.3	Charakterisierung der Auflockerungszone um Strecken im Tonstein	88
3.2.2.4	Erkundung mittels Bohrungen	89
3.2.3	Untersuchung der potenziellen Einlagerungsbohrlöcher	90
4	Einlagerungskonzepte	91
4.1	Einlagerungskonzepte für die Einlagerung von ausgedienten Brennelementen	91
4.1.1	Streckenlagerung POLLUX-3	92

4.1.1.1	POLLUX-Behälter, Bentonitummantelung und Sand einzeln – Variante 1	92
4.1.1.2	POLLUX-Behälter mit Sand in Container, Bentonitummantelung einzeln – Variante 2	94
4.1.1.3	Bentonitummantelung mit Sand in Büchse, POLLUX-Behälter einzeln – Variante 3	95
4.1.1.4	POLLUX-Behälter mit Sand und Bentonitummantelung in Supercontainer – Variante 4	99
4.1.1.5	Bewertung der Varianten für die Streckenlagerung von POLLUX-3	108
4.1.2	Bohrlochlagerung BSK 3	108
4.1.2.1	BSK 3 mit Sand und Bentonitummantelung in Supercontainer – Variante 1	109
4.1.2.2	BSK 3 mit Sand in Container, Bentonitummantelung einzeln – Variante 2	112
4.1.2.3	Bentonitummantelung mit Sand in Büchse, BSK 3 einzeln – Variante 3	115
4.1.2.4	BSK 3, Bentonitummantelung und Sand einzeln – Variante 4	117
4.1.2.5	Bewertung der Varianten für die Bohrlochlagerung von BSK 3	119
4.2	Vergleich der Vorzugsvarianten für die Strecken- und Bohrlochlagerung und Auswahl	119
4.2.1	Konzeption der Einlagerungsfelder und Grubengebäudezuschnitte für die Strecken- und Bohrlochlagerung	120
4.2.1.1	Konzeption der Einlagerungsfelder für die Strecken- und Bohrlochlagerung	121
4.2.1.2	Grubengebäudezuschnitte für die Strecken- und Bohrlochlagerung	126
4.2.2	Herstellung der Grubenbaue für die Einlagerung	134
4.2.2.1	Herstellung der Strecken	134
4.2.2.2	Herstellung der Bohrlöcher für die Einlagerung (nur Bohrlochlagerung)	145
4.2.2.3	Herstellung der Bohrlochkeller	159
4.2.3	Vergleich der Vorzugsvarianten für die Strecken- und Bohrlochlagerung	162
4.2.3.1	Vergleich Flächenbedarf Endlager	163
4.2.3.2	Vergleich der Ausbruchvolumina	163
4.2.3.3	Vergleich der Streckenlängen	165
4.2.3.4	Vergleich der Leistungsfähigkeit	167
4.2.3.5	Vergleich Nahfeldbarriere und Versatz	170
4.2.3.6	Vergleich Betriebssicherheit bzw. Störanfälligkeit	171
4.2.3.7	Vergleich Strahlenbelastung bei Störungsbeseitigung	174
4.2.3.8	Vergleich der Kosten	176
4.2.3.9	Auswahl Vorzugsvariante für Einlagerung BE	178

4.3	Einlagerungskonzepte für die Einlagerung von WA-Abfällen	180
4.3.1	WA-Kokille mit Bentonitummantelung in Container – Variante 1	180
4.3.2	WA-Kokillen und Bentonitummantelung einzeln – Variante 2	185
4.3.3	Bewertung der Varianten für die Bohrlochlagerung von HAW-Kokillen, CSD-B und CSD-C	190
4.3.3.1	Streckenquerschnitte	190
4.3.3.2	Gewichte der Einzelkomponenten	191
4.3.3.3	Spurweite	192
4.3.3.4	Zusätzlicher Stahlaufwand in Bohrlöchern	193
4.3.3.5	Betriebssicherheit bzw. Störanfälligkeit	194
4.3.3.6	Auswahl Vorzugsvariante für Einlagerung WA-Abfälle	195
4.4	Grubengebäudezuschnitt für die Bohrlochlagerung von WA-Abfällen	195
5	Beschreibung des HAW-Endlagers	203
5.1	Zugänge zum Einlagerungshorizont	203
5.1.1	Herstellung der Schächte	207
5.1.1.1	Geologische Situation in der Standortregion Nord-1	207
5.1.1.2	Teufverfahren	209
5.1.1.3	Sonderverfahren mit Verfestigung des Gebirges	215
5.1.1.4	Schachtausbau	217
5.2	Grubengebäude	219
5.2.1	Endlagerlayout	219
5.2.2	Betriebsmittel und Betriebsablauf für Einlagerung und Versetzen	223
5.2.3	Dauer der Betriebsphase und Einlagerungsfortschritt	228
5.2.4	Bewetterung des Grubengebäudes	230
5.2.4.1	Konzeption der Bewetterung	230
5.2.4.2	Abschätzung des Wettermengenbedarfs	232
5.3	Tagesanlagen	244
6	Verfüll- und Verschließkonzept	247
6.1	Verfüllkonzept	248
6.2	Verschließkonzept	249
6.2.1	Nahfeldbarrieren mit Bohrlochverschlüssen	250
6.2.2	Streckenverschlüsse	252
6.2.3	Schachtverschlüsse	254

6.2.4	Schlussbemerkungen	256
7	Safeguards	257
7.1	Ziele der IAEA	257
7.2	Safeguardskonzept für ein Endlager in Tongestein in der Betriebsphase	258
7.3	Safeguardsaspekte in der Nachbetriebsphase	259
8	FuE-Bedarf	261
9	Aufwandsermittlung	265
9.1	Zeitaufwände für die Erkundung, Errichtung, den Betrieb und die Stilllegung des HAW-Endlagers	265
9.1.1	Erkundungsphase	265
9.1.2	Zeitaufwand für das Atomrechtliche Genehmigungsverfahren	268
9.1.3	Errichtungsphase	268
9.1.4	Betriebsphase	270
9.1.5	Stilllegungsphase	270
9.1.6	Ablaufplan	272
9.2	Ermittlung der Endlagerkosten	275
9.2.1	Kosten der übertägigen Standorterkundung	276
9.2.2	Kosten der untertägigen Standorterkundung	276
9.2.3	Atomrechtliches Genehmigungsverfahren	280
9.2.4	Errichtungsphase	281
9.2.5	Betriebsphase	284
9.2.6	Stilllegungsphase	291
9.2.7	Kosten für anlagenbezogene Planung	293
9.2.8	Kosten für Genehmigungsverfahren (atom- und bergrechtlich)	293
9.2.9	Kosten für Behörden	293
9.2.10	Kosten für FuE-Bedarf	293
9.2.11	Gesamtkosten für das HAW-Endlager	294
	Abkürzungsverzeichnis	297
	Abbildungsverzeichnis	299
	Tabellenverzeichnis	305
	Literaturverzeichnis	309
	Anlagenband auf separater CD	

1 Einleitung

Nachdem seit Aufnahme der Arbeiten zur Endlagerung radioaktiver Abfälle zu Beginn der 60er Jahre zahlreiche unterschiedliche Konzepte entwickelt wurden (u. a. Entsorgung im Weltall, in der Tiefsee oder im arktischem Eis), besteht inzwischen weltweit Übereinstimmung darüber, dass durch eine Endlagerung in tiefen geologischen Formationen die technischen und sicherheitstechnischen Anforderungen am besten erfüllt werden [AkEnd 2002, Kim et al. 2001]. Für konditionierte, feste radioaktive Abfälle kommen als konkrete Optionen nur die Endlagerung in mehrere hundert Meter tiefen Bohrlöchern, Kavernen oder in Bergwerken in Betracht. Der Nachteil von tiefen Bohrlöchern und Kavernen ist, dass sie nicht zugänglich sind und nur von über Tage mit Abfällen befüllt werden können. Dadurch wird die Einlagerung unter kontrollierten Bedingungen erheblich erschwert, wenn nicht praktisch unmöglich. Das Bergwerkskonzept wird von allen auf diesem Gebiet arbeitenden Fachleuten auf der Welt favorisiert. Vorteilhaft ist die bedarfsgerechte Bergwerksplanung mit der Möglichkeit einer genauen untertägigen Erkundung aller wichtigen geologischen Parameter und des Einsatzes zusätzlicher geotechnischer Barrieren.

Für die Endlagerung aller Arten von radioaktiven Abfällen, insbesondere aber von wärmeentwickelnden Abfällen wurden in den vergangenen rund 20 Jahren in Deutschland verschiedene Konzepte zur Endlagerung im Salz entwickelt. Im Rahmen des Forschungsprogramms „Direkte Endlagerung ausgedienter Brennelemente“ wurden systemanalytische Arbeiten (1987: Systemanalyse Mischkonzept und 1990: Systemanalyse Endlagerkonzepte) durchgeführt. Über diese systemanalytischen Arbeiten hinaus wurden für die Direkte Endlagerung von ausgedienten Brennelementen mehrere Demonstrationsversuche im Maßstab 1 : 1 erfolgreich durchgeführt. Dabei handelte es sich um die Entwicklung und Erprobung von Maschinen und Einrichtungen zum sicheren Transport von schweren (bis 65 t) POLLUX-Endlagerbehältern durch den Schacht nach unter Tage sowie um die sichere und zuverlässige Einlagerung von POLLUX-Behältern in horizontalen Strecken. Im Rahmen eines weiteren Demonstrationsvorhabens wurde in einem fast 10 Jahre währenden in situ-Versuch im ehemaligen Forschungsbergwerk Asse die Auswirkungen der Einlagerung von wärmeentwickelnden Abfällen auf das Salz untersucht. In zwei parallelen Versuchsstrecken wurden dazu 1989/1990 jeweils drei elektrisch beheizbare Versuchsbehälter eingelagert, mit Salzgrus versetzt und die geotechnischen und geophysikalischen Entwicklungen gemessen und ausgewertet. Für das Bundesamt für Strahlenschutz (BfS) wurde auf den Planungs- und Versuchsergebnissen dieser FuE-Vorhaben aufbauend für den potenziellen Endlagerungsstandort Gorleben 1997/98 die so genannte „Aktualisierung des Konzeptes - Endlager Gorleben“-Studie [Filbert et al. 1998] erarbeitet. Damit wurden grundlegende an einem Standort im Salz ausgerichtete Planungsergebnisse vorgelegt. Darüber hinaus werden aktuell im Rahmen des FuE-Vorhabens ESDRED-DENKMAL [Bollingerfehr et al. 2008] Demonstrationsversuche für die Einlagerung von Brennstabkokillen (BSK 3) in vertikalen Bohrlöchern durchgeführt.

Nachdem seitens der Bundesregierung Ende der 90er Jahre entschieden wurde, auch alternative Wirtsgesteine zu untersuchen, traten Überlegungen zur Endlagerung in Tonformationen weiter in den Vordergrund. Das vorliegende Vorhaben basiert auf den abgeschlossenen FuE-Vorhaben GEIST [Filbert et al. 2004] und GENESIS [Jobmann et al.

2007]. Dort wurden erste Überlegungen hinsichtlich einer Übertragbarkeit der für eine Salzformation entwickelten Einlagerungskonzepte für HAW-Abfälle und ausgediente Brennelemente (Streckenlagerung von POLLUX-Behältern und alternativ Bohrlochlagerung von BSK 3 für ausgediente Brennelemente sowie Bohrlochlagerung für Wiederaufarbeitungsabfälle (WA-Abfälle)) auf eine Tonformation angestellt. Im vorliegenden Vorhaben wurden nun weitere Grundlagen für eine Endlagerauslegung im Tonstein erarbeitet und ein Referenzendlagerkonzept entwickelt.

In Kapitel 2 sind die Vorgaben dargestellt, die dem hier vorliegenden Bericht zugrunde gelegt sind. Diese bestehen aus dem Mengengerüst für die endzulagernden Abfälle, aus den in GEIST und GENESIS betrachteten, grundsätzlichen Einlagerungskonzepten für die Endlagerung der HAW-Abfälle und ausgediente Brennelemente in einer Tonsteinformation sowie aus der Auswahl der Referenzstandortregion.

Kapitel 3 befasst sich mit den geotechnischen und geophysikalischen Verfahren für die über-tägige und untertägige Erkundung.

Aufbauend auf den in GEIST und GENESIS betrachteten Einlagerungskonzepten für die Endlagerung in einer Tonsteinformation erfolgt in Kapitel 4 eine Untersuchung und Bewertung denkbarer Einlagerungsvarianten und die Festlegung der für eine Endlagerung in einer Tonsteinformation zugrunde zu legenden Vorzugsvariante. In diesem Zusammenhang wird auch auf die Zuschnitte der Einlagerungsfelder und auf die Herstellung der untertägigen Grubenbaue und deren Ausbau eingegangen. Ausführliche Beschreibungen und detaillierte Berechnungen für die Bewertung der untersuchten Varianten von Einlagerungskonzepten sind in dem Anlagenband zusammengestellt, der auf einer CD diesem Bericht beigelegt ist.

In Kapitel 5 wird das Grubengebäude für das HAW-Endlager einschließlich der Herstellung der Zugänge zum Einlagerungshorizont beschrieben und auf Einlagerungs- und Versatz-technik sowie auf die Betriebsabläufe eingegangen. Damit verbunden wird eine Einschätzung über den möglichen Einlagerungsfortschritt bzw. über die Dauer der Betriebsphase gegeben und die Bewetterung auf der Basis des Zuschnittes des Grubengebäudes unter Berücksichtigung der aus Strahlenschutzgründen notwendigen Unterteilung des Grubengebäudes in einen Überwachungs- und einen Kontrollbereich dargestellt. Im Anlagenband (beigelegte CD) sind im Detail die Grundlagen und Berechnungen für die Betriebsabläufe, Wettermengen und das aufzuhaltende Haufwerk dargelegt.

Die Verfüll- und Verschleißmaßnahmen werden in Kapitel 6 behandelt. Dort wird auf der Basis des Zuschnittes des Grubengebäudes das Mehrbarrierenkonzept erläutert und auf den Versatz zur Resthohlraumverfüllung eingegangen.

In Kapitel 7 wird ein Überblick über den Stand der international bis dato vereinbarten Safeguardsmaßnahmen für Endlager gegeben sowie basierend auf den Einlagerungskonzepten und dem Grubengebäudezuschnitt das vorgesehene Endlagerkonzept im Hinblick auf Einhaltung von Safeguardsanforderungen geprüft und Unterschiede im Vergleich zu einer Endlagerung im Salz herausgestellt.

In Kapitel 8 ist identifizierter Forschungs- und Entwicklungsbedarf aufgeführt, der sich auf Fragestellungen bzw. offene Punkte bezieht, die im Hinblick auf weiterführende, vertiefende Planungen für ein Endlager im Tonstein im Vordergrund stehen.

In Kapitel 9 erfolgt abschließend die Abschätzung der Zeitaufwände und der Kosten für die Realisierung des HAW-Endlagers, wobei die Phasen Erkundung, Errichtung, Betrieb und Stilllegung Berücksichtigung finden.

2 Vorgaben für die Planung eines HAW-Endlagers

Der Konzeption des im Rahmen dieses FuE-Vorhabens zu entwickelnden HAW-Endlagers ist die Menge an endzulagernden Abfällen (Abfallmengengerüst) zugrunde zu legen. Darüber hinaus sollen die im Rahmen vorlaufender FuE-Vorhaben GEIST [Filbert et al. 2004] und GENESIS [Jobmann et al. 2007] entwickelten Ansätze für die Einlagerung der Abfälle in einer Tonformation Berücksichtigung finden, die nachfolgend dargestellt werden.

Für die Endlagerung dieser Abfälle stehen in Deutschland einige potenziell geeignete Standortregionen zur Verfügung. Die dem vorliegenden FuE-Vorhaben zugrunde gelegte Standortregion ergibt sich aus der in GENESIS vorgenommenen Bewertung dieser Regionen.

2.1 Abfallmengengerüst

Im Rahmen des Vorhabens ISIBEL [Krone et al. 2008] wurde die endzulagernde Menge an hochradioaktiven und wärmeentwickelnden radioaktiven Abfällen basierend auf dem Mengengerüst des Entwurfs des Nationalen Entsorgungsplans [PNE 2003] neu ermittelt. Dort wird die Beendigung der Nutzung der Kernenergie gemäß der Konsensvereinbarung zwischen der Bundesregierung und den Energieversorgungsunternehmen vom 14.06.2000 zu Grunde gelegt. In ISIBEL wurde dieses Mengengerüst durch Anfragen bei den Hauptabfuhrungspflichtigen aktualisiert und ist im Folgenden zusammenfassend beschrieben.

Zu den Abfällen aus der Wiederaufarbeitung ausgedienter Brennelemente (WA-Abfälle) zählen HAW-Kokillen (CSD-V) mit verglasten hochradioaktiven Spaltprodukten und Feedklärschlämmen, verglaste mittelradioaktive Deko- und Spülwässer (CSD-B) und kompaktierte mittelradioaktive Brennelementhülsen, Strukturteile und Technologieabfälle (CSD-C). In der Abbildung 2-1 sind die verschiedenen Endlagergebinde graphisch dargestellt.

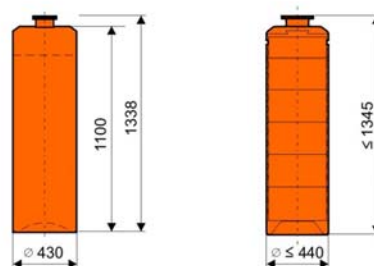


Abbildung 2-1: HAW-Kokille, links, (CSD-V, entspricht auch CSD-B) und CSD-C, rechts

Das Mengengerüst berücksichtigt die bei der Verglasungseinrichtung des Forschungszentrums Karlsruhe (VEK) anfallenden HAW-Kokillen und die aus England und Frankreich zurückzuführenden Abfälle aus der Wiederaufarbeitung (WA-Abfälle). Von BN-GS (British Nuclear Group Sellafield, ehemals BNFL British Nuclear Fuels) werden ausschließlich WA-Abfälle in Form von HAW-Kokillen zurückgeführt. Von AREVA-NC (ehemals COGEMA, La Hague) sind neben HAW-Kokillen (CSD-V) auch mittelradioaktive WA-Abfälle (CSD-C und

CSD-B) zurückzuführen. In der Tabelle 2-1 sind das Mengengerüst und die geometrischen Daten endzulagernden WA-Abfälle dargestellt.

Tabelle 2-1: Mengengerüst und geometrische Daten der hochradioaktiven und wärmeentwickelnden Wiederaufarbeitungsabfälle

WA-Abfälle		Anzahl Behälter	Länge/Höhe [mm]	Durchmesser [mm]	Gebindevolumen [m³]	Gebinde-masse [Mg]
HAW-Kokillen	AREVA-NC	3.028	1.338	430 ≤ 456	0,18	0,49
	BN-GS	620				
	VEK	119				
	Summe	3.767				
CSD-B	AREVA-NC	560	1.338	430 ≤ 456	0,18	0,49
CSD-C	AREVA-NC	6.902	≤ 1.345	≤ 440	0,18	0,70 ≤ 0,85

Weiterhin wird von einer Menge endzulagernder Brennelemente aus Druck- und Siedewasserreaktoren (DWR und SWR) und aus DWR russischer Bauart (WWER-DWR) mit insgesamt 10.678 Tonnen Schwermetall (tSM) ausgegangen. In der Tabelle 2-2 ist das Mengengerüst der ausgedienten Brennelemente dargestellt.

Tabelle 2-2: Mengengerüst der ausgedienten Brennelemente aus Leistungsreaktoren

KKW-Typ	Schwermetallmasse [tSM]	Anzahl Brennelemente
DWR	6.746	12.917
SWR	3.347	16.601
WWER-DWR	585	ca. 5.000

2.2 Bisherige Konzepte für Einlagerung

Bisherige Konzepte sahen die Endlagerung der hochradioaktiven und wärmeentwickelnden Abfälle im Wirtsgestein Salz vor. In den Vorhaben „Aktualisierung des Konzeptes - Endlager Gorleben“ [Filbert et al. 1998] und ISIBEL [Krone et al. 2008] wurde die Lagerung der WA-Abfälle (HAW-Kokillen, CSD-B und CSD-C) in vertikalen Bohrlöchern ohne zusätzliche Verpackung betrachtet. Für die Brennelemente aus Leistungsreaktoren (DWR, SWR, WWER-DWR) wurde einerseits die Streckenlagerung in POLLUX-Behältern und alternativ die Bohrlochlagerung in Brennstabkokillen (BSK) betrachtet.

2.2.1 Multibarrierenkonzept

Hinsichtlich der Verwahrung radioaktiver Abfälle besteht das realistische und hinreichende Ziel, dafür zu sorgen, dass die aus den Abfällen freigesetzte Strahlenexposition im Vergleich

zu der natürlich vorhandenen Strahlenexposition der Biosphäre gering ist. Die Endlagerung der radioaktiven Abfälle in einer tiefen, geologisch stabilen Formation bietet im Hinblick auf eine dauerhafte Isolierung der Abfälle das höchste Maß an Sicherheit. Hierzu ist es jedoch erforderlich Schächte, Strecken und Bohrungen herzustellen, wodurch Wegsamkeiten im geologischen System geschaffen werden. Zur Gewährleistung der Langzeitsicherheit wurde daher das Multibarrierenkonzept oder auch Mehrbarrierensystem entwickelt. Es besteht im Einzelnen aus technischen, geotechnischen und geologischen Barrieren.

Technische Barrieren umfassen die Abfallmatrix und den Abfallbehälter. Die geotechnischen Barrieren sind Ingenieurbauwerke, die die Integrität der durch bergbauliche Aktivitäten durchbrochenen geologischen Barrieren im hinreichenden Umfang wieder herstellen sollen. Dies sind im Wesentlichen Schacht-, Strecken- bzw. Bohrlochverschlüsse und Bohrlochverfüllungen. Darüber hinaus können auch Versatzmaßnahmen zu den geotechnischen Barrieren gezählt werden, da sie die Entstehung von Wegsamkeiten im Endlager reduzieren und in Abhängigkeit ihrer Konzeption eine Barrierefunktion zugeordnet werden kann. Die geologischen Barrieren sind das Wirtsgestein, gegebenenfalls zusätzlich Bereiche des Deckgebirges und Nebengesteins. Eine weitere Gliederung der Barrieren berücksichtigt die Position der Barrieren in Bezug auf die eingelagerten Abfälle. Die technischen Barrieren sowie die geotechnischen Barrieren in Grubenbauen, in denen die Abfallbehälter eingelagert werden, zählen zu den Nahfeldbarrieren (Bohrloch- und Streckenverschlüsse), während die weiteren geotechnischen Barrieren (Streckenverschlüssen in Hauptstrecken und Schachtverschlüsse) sowie die geologische Barrieren zu den Geosphärenbarrieren zusammengefasst werden.

In Abhängigkeit von den Wirkungsmechanismen der geologischen Barriere unterscheiden sich die Multibarrierenkonzepte im Zusammenwirken der Komponenten im Detail. Evaporitgesteine verformen sich plastisch und schließen daher Abfälle bereits nach kurzer Zeit dicht ein. Insofern sind neben dem Versatzmaterial Salzgrus keine besonderen geotechnischen Barrieren im unmittelbaren Nahfeld der Gebinde erforderlich. Kristalline Gesteine, wie Granit und Gneis sind jedoch nicht plastisch und Tonsteine sind spröde und wenig standfest. Aus diesem Grund sind in diesen Wirtsgesteinen in der Regel zusätzliche geotechnische Nahfeldbarrieren vorgesehen. In Verbindung mit den technischen Barrieren kommt ihnen insbesondere bei Wirtsgesteinen mit wasserführenden Klüften (Granit, Gneis) im Hinblick auf die langfristige Isolation der Radionuklide erhebliche Bedeutung zu. Die Einlagerungskonzepte von Schweden und Finnland sehen dazu kupferummantelte Gebinde vor, die mit Bentonit geschützt werden.

Ton bzw. Tonsteine haben eine geringe Permeabilität. Klüfte kommen im Falle der betrachteten Gesteinsformationen nur in geringem Umfang vor. Darüber hinaus verfügen sie im Gegensatz zu kristallinen Gesteinen über eine hohe Sorptionskapazität. Die geologische Formation ist daher die Hauptbarriere und kann neben dem Wirts- auch Nebengestein umfassen. Die Anforderungen an die Wirksamkeit der technischen Barrieren sowie der geotechnischen Barrieren im Nahfeld sind insofern in Bezug auf die Nachbetriebsphase geringer.

Zu den sicherheitstechnischen Anforderungen, die an Endlagerbehälter gestellt werden, zählen der Nachweis der Unterkritikalität, die Begrenzung der Dosis- und Wärmeleistung und der Nachweis hinreichender Integrität. Die Anforderungen an die Wirksamkeit geotechnischer Nahfeldbarrieren umfassen drei wesentliche Ziele: Bei wärmeentwickelnden Abfällen das Ableiten von Nachzerfallswärme, das Reduzieren der Behälterkorrosion und die Barrierefunktion gegenüber Radionukliden. Darüber hinaus sind sie von besonderer Relevanz bei der Endlagerung ausgedienter Brennelemente, die zur Gewährleistung der Kritikalitätssicherheit untereinander zu trennen sind.

Hierzu wurden im Rahmen der fortgeschrittensten Endlagerprojekte in Frankreich, in der Schweiz und in Belgien unterschiedliche Konzeptionen der Nahfeldbarrieren entwickelt.

In Frankreich soll ein Endlager im Tonstein der Callovo-Oxford-Formation errichtet werden. Für die Einlagerung von Abfallbehältern mit ausgedienten Brennelementen (CU-Abfälle) werden Bohrlöchern mit einem Durchmesser von 2,6 m (MOX-Brennelemente) bis 3,3 m (Uranoxid- und Natururanoxid-Brennelemente) und einer Länge von 45 m bzw. 43 m betrachtet – Abbildung 2-2.

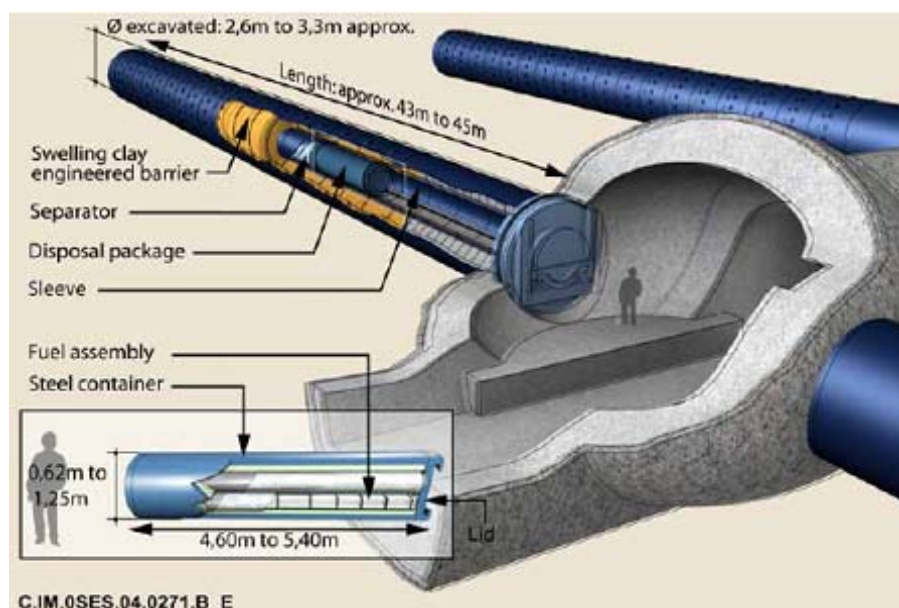


Abbildung 2-2: Frankreich – Endlagerbohrloch für Endlagerbehälter mit ausgedienten Brennelementen [ANDRA 2005a]

Als geotechnische Nahfeldbarriere sind kompaktierte, quellfähige Bentonitringe vorgesehen, die nach der Erstellung des Bohrlochs eingebracht werden – Abbildung 2-3.

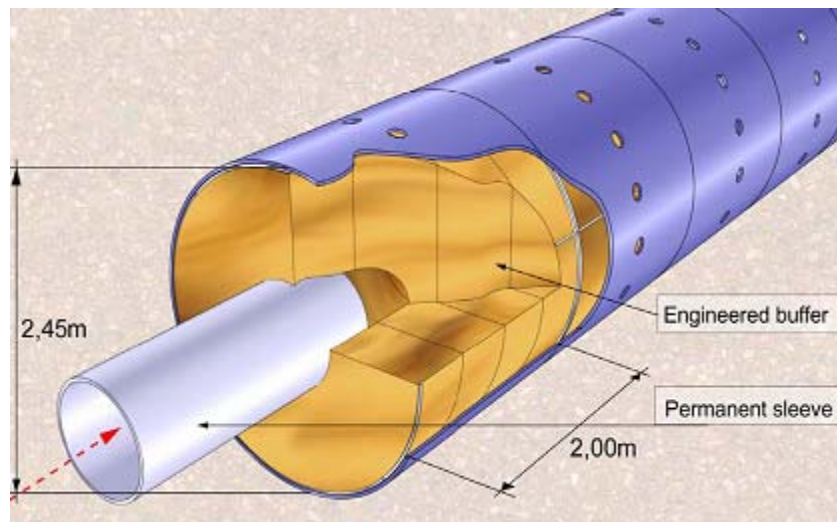


Abbildung 2-3: Frankreich – Technisches Barrierensystem [De Bock et al. 2009]

Das in Abbildung 2-3 dargestellte Innenrohr innerhalb der Bentonitringe dient im Wesentlichen handhabungstechnischen Zwecken bei der Einlagerung der Endlagerbehälter und ggf. bei deren Rückholung. Nach Abschluss der Einlagerung wird das Bohrloch mit einem Dichtelement aus quellfähigem Ton und einem Widerlager aus Beton verschlossen.

Die Bentonitringe sollen die Nachzerfallswärme in das Gebirge ableiten und durch Wasseraufnahme als hydraulische Barriere fungieren, um die Korrosion an den Endlagerbehältern gering zu halten. Wenn die Endlagerbehälter durch Korrosion ihre Integrität verlieren und Radionuklide mobilisiert werden, dient der Bentonit in Folge von Abdichtung und Sorption als geotechnische Barriere. Das Einlagerungskonzept verglasteter hochaktiver Abfällen (HLLL, C-Abfälle) war bei abweichenden Bohrlochabmessungen ursprünglich identisch. Eine Konzeptüberprüfung ergab jedoch, dass auf die Nahfeldbarrieren (Bentonitringe) einschließlich des Innenrohres verzichtet werden kann.

Die Schweiz untersucht die Endlagerung radioaktiver Abfälle im Opalinuston. Das Konzept sieht vor, die Endlagerbehälter liegend auf kompaktierten Bentonitauflagern in Strecken zu transportieren und an vorgesehenen Positionen abzusetzen. Die Resthohlräume der mit Ankern und Netz ausgebauten Einlagerungsstrecken sollen mit Bentonitgranulat verfüllt werden. Als Abschlussbauwerk ist ein Betondamm vorgesehen. Die Funktionen der Nahfeldbarriere entsprechen denen des französischen Konzepts. In der Abbildung 2-4 ist die Einlagerung der BE- und HAW (HAA)-Endlagerbehälter dargestellt.

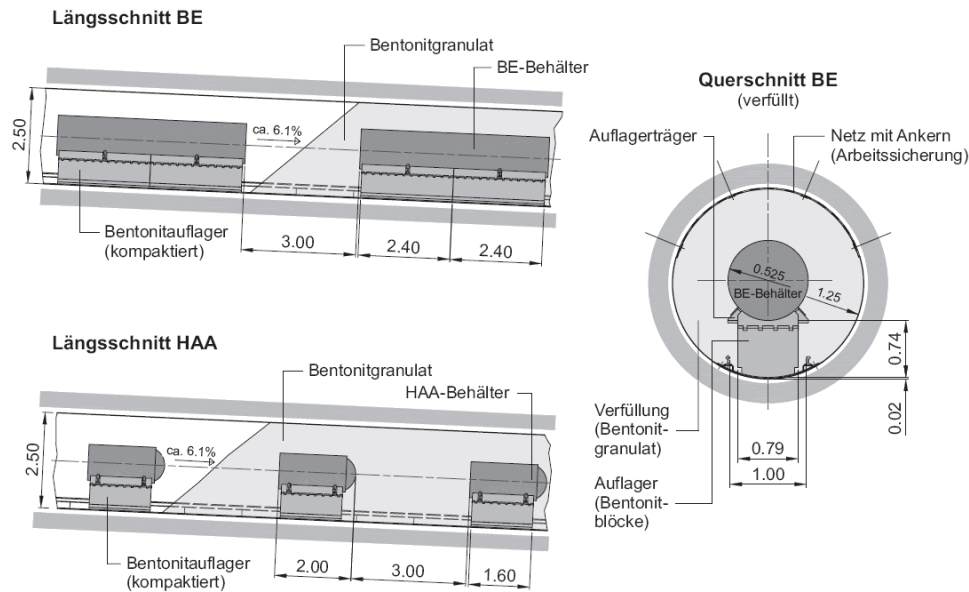


Abbildung 2-4: Schweiz – Streckenlagerung von BE- und HAW (HAA)-Endlagerbehältern, Abmessungen in Meter [NAGRA 2002a]

In Belgien soll das Endlager im Boom Clay errichtet werden. Ursprünglich wurden Einlagerungskonzepte betrachtet, bei denen in Analogie zu den Konzepten in Frankreich und der Schweiz die Behälter mit Brennelementen und hochradioaktiven Abfällen mit Bentonit als Nahfeldbarriere umgeben waren. Im Unterschied zu den in Frankreich und der Schweiz betrachteten Wirtsgesteinen (feste, spröde Tonsteine) ist jedoch der Boom Clay ein wenig konsolidierter, plastischer Ton, der aufgrund seiner hohen Verformbarkeit besondere Anforderungen an die Herstellung und das Offenhalten von Grubenbauen stellt. Zur Gewährleistung der Standsicherheit der Grubenbaue ist daher auch für die Einlagerungsbereiche ein massiver Ausbau aus Betonelementen vorgesehen, so dass das Einlagerungskonzept entsprechend modifiziert wurde.

Das gegenwärtige Konzept basiert auf dem sog. Supercontainer, welcher die ausgedienten Brennelemente bzw. verglasten hochradioaktiven Abfälle enthält. Diese befinden sich in einem Overpack aus Stahl. Die Abfälle sind in einer Betonmatrix als Nahfeldbarriere eingeschlossen, die durch eine Stahlhülle stabilisiert ist. Der restliche Streckenhohlraum soll mit einem zementgebundenen Baustoff verfüllt werden. Abbildung 2-5 und Abbildung 2-6 zeigen schematisch Einlagerungstrecken des Supercontainer-Konzepts bei der Endlagerung ausgedienter Brennelemente bzw. HAW-Kokillen.

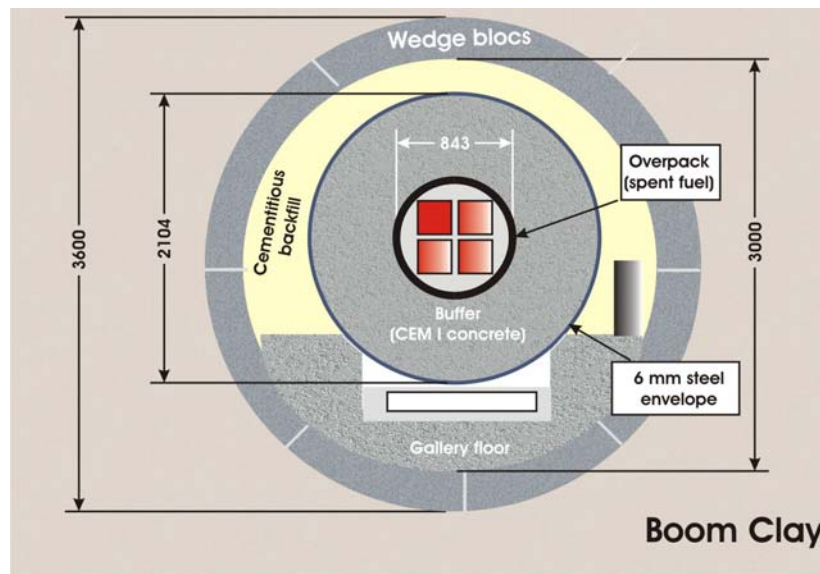


Abbildung 2-5: Belgien – Streckenlagerung von BE-Endlagerbehältern (Supercontainer-Konzept) [ONDRAF/NIRAS 2001]

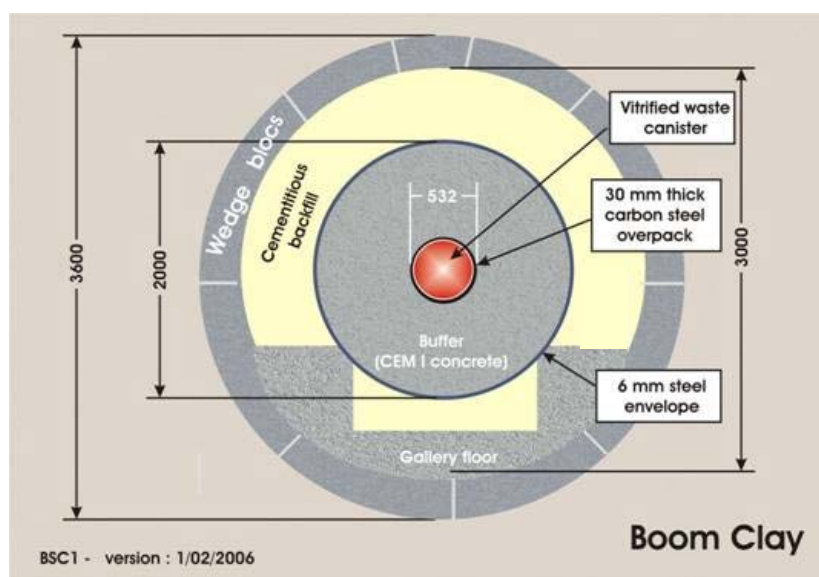


Abbildung 2-6: Belgien – Streckenlagerung von HAW-Kokillen (Supercontainer-Konzept) [De Bock 2006]

Im Einzelnen ist festzustellen, dass der Aufbau von Nahfeldbarrieren abhängig ist von der Konzeption der technischen Barrieren, die auch vom Entsorgungskonzept und von der Art der Einlagerung (Strecken- bzw. Bohrlochlagerung) beeinflusst wird und bei wärmeentwickelnden Abfällen vom Ausmaß an Nachzerfallswärme. Entscheidende Kriterien für die Materialwahl sind zunächst die Langzeitwirksamkeit der Barriereigenschaften, die bei art-eigenen bzw. artverwandten Baustoffen, wie Bentonit, im Vergleich zu Beton besser prognostizierbar ist. Bentonit bietet darüber hinaus Vorteile in Bezug auf die Abdichtung von Wegsamkeiten in Folge des Quellvermögens bei Wasserkontakt. Aufgrund der Artverwandtschaft ist die chemisch-mineralogische Verträglichkeit des Bentonits und des Wirtsgesteins

uneingeschränkt gegeben. Zementgebundene Baustoffe können dagegen das Materialverhalten von Bentonit und Wirtsgestein in Folge der Abweichungen im Chemismus beeinflussen, wobei insbesondere der Einfluss des hohen pH-Wertes der Porenlösung hervorzuheben ist. Ihr Einsatz kann jedoch bezüglich der bautechnischen Realisierbarkeit des Endlagerkonzepts, die maßgeblich von den geotechnischen Eigenschaften des Wirtsgesteins beeinflusst wird, erforderlich sein. Die Wechselwirkungen der zementgebundenen Baustoffe mit den Tonmaterialien (Bentonit, Wirtsgestein) und ihre Auswirkungen auf die Leistungsfähigkeit des Endlagersystems sind jedoch im Detail zu prüfen.

Zur Endlagerung radioaktiver Abfälle werden in Deutschland, Frankreich und der Schweiz vergleichbare Tonsteine betrachtet. In den vorlaufenden Vorhaben GEIST [Filbert et al. 2004] und GENESIS [Jobmann et al. 2007] wurde daher als geotechnische Nahfeldbarriere ebenso eine Ummantelung der Gebinde mit quellfähigem Bentonit in Form von kompaktierten Formteilen vorgesehen. Die zugrunde gelegte Dicke der Ummantelung betrug 30 cm, die sich im Rahmen von Langzeitsicherheitsberechnungen im Hinblick auf das Rückhaltevermögen gegenüber Radionukliden als ausreichend erwiesen hat. Dies wird auch der weiteren Planung zugrunde gelegt.

2.2.2 Einlagerungskonzepte für ausgediente Brennelemente und HAW-Kokillen (CSD-V) gemäß FuE-Vorhaben GEIST

Im Rahmen des Vorhabens GEIST wurde die Endlagerung der hochradioaktiven und wärmeentwickelnden Abfälle im Wirtsgestein Ton betrachtet. Für die Erstausslegung des Technischen Endlagerkonzeptes wurden POLLUX-Behälter, Brennstabkokillen (BSK) und HAW-Kokillen berücksichtigt.

Wie bei den bisherigen Konzepten für eine Endlagerung im Salz wurde in GEIST ebenfalls die Lagerung der WA-Abfälle in vertikalen Bohrlöchern und die Lagerung der ausgedienten Brennelemente aus Leistungsreaktoren in POLLUX-Behältern in horizontalen Strecken und alternativ in BSK in vertikalen Bohrlöchern betrachtet.

2.2.2.1 Streckenlagerung für POLLUX-Behälter mit ausgedienten Brennelementen

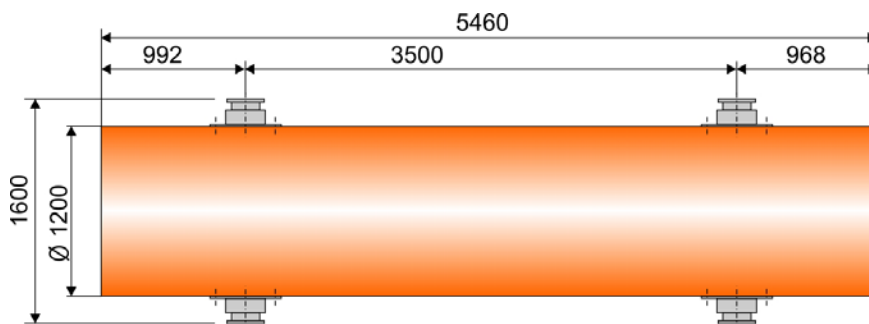
Für die Endlagerung von ausgedienten Brennelementen im Wirtsgestein Salz kommen POLLUX-Behälter in Betracht. Dafür erfolgte die Ausführungsplanung bereits soweit, dass ein Antrag für das verkehrsrechtliche Zulassungsverfahren und das atomrechtliche Genehmigungsverfahren gestellt werden könnte. Im Wirtsgestein Ton ist der Einsatz von modifizierten POLLUX-Behältern ebenfalls denkbar.

Der POLLUX-Behälter für die Endlagerung im Wirtsgestein Salz besteht aus einem Innen- und einem Außenbehälter. Der Innenbehälter hat eine Wandstärke von 160 mm und wird durch einen geschraubten Primärdeckel und einen geschweißten Sekundärdeckel dicht verschlossen. Innenbehälter, Primär- und Sekundärdeckel bestehen aus Feinkornbaustahl (15MnNi6.3). Der Innenraum ist in 5 Kammern unterteilt, in die je eine Brennstabbüchse mit

den gezogenen Brennstäben der Brennelemente eingesetzt wird. In der innen angeordneten, quadratischen Büchse können anstatt der Brennelementstäbe gepresste Strukturelemente eingebracht werden. Der Abschirmbehälter hat eine Wandstärke von ca. 270 mm und wird mit einem verschraubten Außendeckel verschlossen. Dieser Abschirmbehälter hat keine Dichtfunktion zu übernehmen und besteht wie der Außendeckel aus Sphäroguss (GGG40). Im Mantel sind in radial verteilten Bohrungen Stäbe aus Polyäthylen zur Neutronenmoderation eingesetzt. Der POLLUX-Behälter kann die Brennstäbe von bis zu 10 DWR-BE oder 30 SWR-BE aufnehmen. Unter geometrischen Gesichtspunkten entspricht dies den gezogenen Brennstäben von 25 WWER-BE.

Im Zusammenhang mit der thermischen Endlagerauslegung wurden aufgrund der Temperatur im Wirtsgestein Ton und im Verfüllmaterial Bentonit (100°C) gegenüber 200°C im Wirtsgestein Salz die Zwischenlagerzeiten für modifizierte POLLUX-Behälter mit reduzierter Beladung, d. h. mit den gezogenen Brennstäben von 8 DWR-BE (POLLUX-8), von 5 DWR-BE (POLLUX-5) und von 3 DWR-BE (POLLUX-3), abgeschätzt. Als Referenzbrennelement wurde ein DWR-Uran-Brennelement (DWR-U-BE) mit einer Anreicherung von 4 % und einem durchschnittlichen Abbrand von 50 GWd/tSM zu Grunde gelegt. Aufgrund der ermittelten Zwischenlagerzeiten von ca. 81 Jahren für POLLUX-8 und ca. 61 Jahren für POLLUX-5 wurde im weiteren Verlauf des Vorhabens GEIST lediglich der Einsatz von POLLUX-3 (Zwischenlagerzeit: ca. 30 Jahre) weiter in Erwägung gezogen.

Der POLLUX-3 kann die Brennstäbe von bis zu 3 DWR-BE (entsprechend 9 SWR-BE oder 7,5 WWER-BE) aufnehmen. Der Außendurchmesser des POLLUX-3 wurde mit 1.200 mm und die Länge mit 5.460 mm grob abgeschätzt (s. Abbildung 2-7); die endgültige Dimensionierung muss zu einem späteren Zeitpunkt erfolgen.



Masse: ca. 38 t

Abbildung 2-7: POLLUX-3

Für das in GEIST erarbeitete Konzept der Streckenlagerung von POLLUX-Behältern im Wirtsgestein Ton war eine allseitige Ummantelung von 30 cm Dicke aus formgepressten Bentonitfertigteilen vorgesehen. Zunächst sollte der Einbau der unteren Bentonithalbschale auf der Streckensohle erfolgen, im Anschluss daran das Ablegen des POLLUX-Behälters mit Hilfe einer gleisgebundenen Einlagerungsvorrichtung und im Nachgang das Aufsetzen der oberen Bentonithalbschale - Abbildung 2-8. Nach dem Rauben der Schienen und der darunter befindlichen Betonfertigteile sollte der Streckenabschnitt versetzt werden.

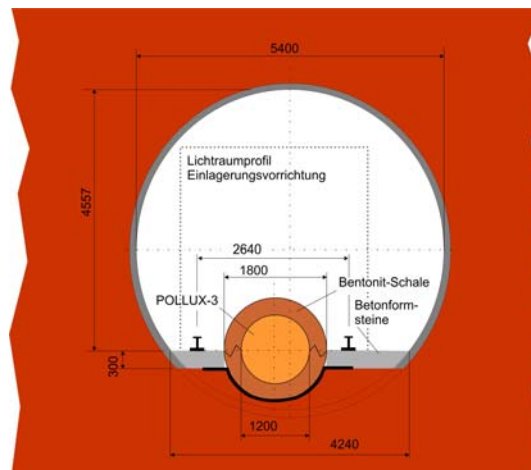


Abbildung 2-8: Querschnitt durch die Einlagerungsstrecke für POLLUX-3

Aus thermischen Auslegungsrechnungen ergaben sich für die Streckenlagerung von POLLUX-3 nach einer Zwischenlagerzeit von ca. 31 Jahren folgende geometrische Parameter:

- Behältermittenabstand $d = 25,5 \text{ m}$
- Streckenmittenabstand $a_s = 30 \text{ m}$

2.2.2.2 Bohrlochlagerung für Brennstabkokillen mit ausgedienten Brennelementen

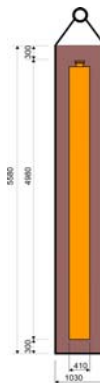
Als Alternative zum POLLUX-Behälter wurde auch die Endlagerung der ausgedienten Brennelemente in Brennstabkokillen (BSK) in vertikalen Bohrlöchern von ca. 50 m Tiefe betrachtet.

Die BSK besteht aus einem zylindrischen Behälterkörper mit 40 mm Wandstärke und einem angepressten oder angeschweißten Boden. Der Behälterkörper besteht wie der Primär- und Sekundärdeckel der BSK aus Feinkornbaustahl (15MnNi6.3). In einer Aussparung in der Deckelunterseite des verschraubten Primärdeckels wird eine Moderatorplatte zur Neutronenabschirmung eingelegt. Über den Primärdeckel wird ein Sekundärdeckel aufgelegt, der mit dem Behälterkörper gasdicht verschweißt wird. Die BSK kann bei einer Endlagerung im Wirtsgestein Salz die gezogenen Brennstäbe aus 3 DWR-BE oder 9 SWR-BE aufnehmen. Unter geometrischen Gesichtspunkten entspricht dies den gezogenen Brennstäben von 7,5 WWR-BE. Die Geometrie der Brennstabkokille (mit Ausnahme der Länge) korrespondiert weitgehend mit der HAW-Kokille.

Im Zusammenhang mit der thermischen Endlagerauslegung wurden aufgrund der geringeren Grenztemperatur die Zwischenlagerzeiten für BSK mit zwei unterschiedlichen Beladungen, d. h. mit den gezogenen Brennstäben von 3 DWR-BE (BSK 3) und von 2 DWR-BE (BSK 2), abgeschätzt. Aufgrund der ermittelten Zwischenlagerzeiten von ca. 57 Jahren für BSK 3 wurde im weiteren Verlauf des Vorhabens GEIST lediglich der Einsatz von BSK 2 (Zwischenlagerzeit: ca. 31 Jahre) weiter in Erwägung gezogen. Die BSK 2 kann die Brennstäbe von bis

zu 2 DWR-BE (entsprechend 6 SWR-BE oder 5 WWER-BE) aufnehmen. Der Außendurchmesser der BSK 2 wurde mit 410 mm grob abgeschätzt.

Das in GEIST erarbeitete Konzept für die Endlagerung von BSK-2 im Wirtsgestein Ton sah vor, das Endlagergebinde (s. Abbildung 2-9), bestehend aus BSK-2, Bentonitschale und Transport- und Einlagerungskorb, mittels Transferbehälter in das vertikale Bohrloch einzubringen. Für die Bohrlochlagerung von BSK 2 war ebenfalls eine Bentonitschale von 30 cm Dicke vorgesehen.



Masse: ca. 17 t

Abbildung 2-9: Bentonitummanteltes Endlagergebinde BSK-2

In Abbildung 2-10 ist ein Querschnitt durch die Einlagerungsstrecke und das Bohrloch dargestellt. Auf die Sohle gelegte Betonfertigteile dienen als Fundament für ein schienenengebundenen Einlagerungssystem.

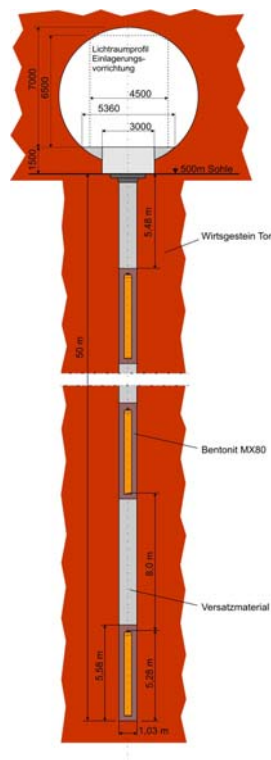


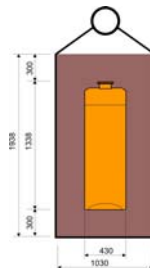
Abbildung 2-10: Querschnitt durch die Einlagerungsstrecke und Bohrloch für BSK-2

Aus thermischen Auslegungsrechnungen ergaben sich für die Bohrlochlagerung von BSK 2 nach einer Zwischenlagerzeit von ca. 31 Jahren folgende geometrische Parameter:

- Behältermittenabstand $d = 13 \text{ m}$ bei 4 Behältern pro Bohrloch
- Bohrlochabstand $a_b = 50 \text{ m}$
- Streckenmittenabstand $a_s = 43,3 \text{ m}$

2.2.2.3 Bohrlochlagerung für HAW-Kokillen

Das in GEIST erarbeitete Konzept für die Endlagerung von HAW-Kokillen im Wirtsgestein Ton sah vor, das Endlagergebäude (s. Abbildung 2-11), bestehend aus HAW-Kokille, Bentonitschale und Transport- und Einlagerungskorb, mittels Transferbehälter ebenfalls in ein ca. 50 m tiefes Bohrloch einzubringen. Die Dicke der Bentonitummantelung wurde wie bei der BSK allseitig mit 30 cm Dicke angenommen.



Masse: ca. 3 t

Abbildung 2-11: Bentonitummanteltes Endlagergebäude HAW-Kokille

Der Querschnitt durch die Einlagerungsstrecke und das Bohrloch ist in Abbildung 2-12 dargestellt.

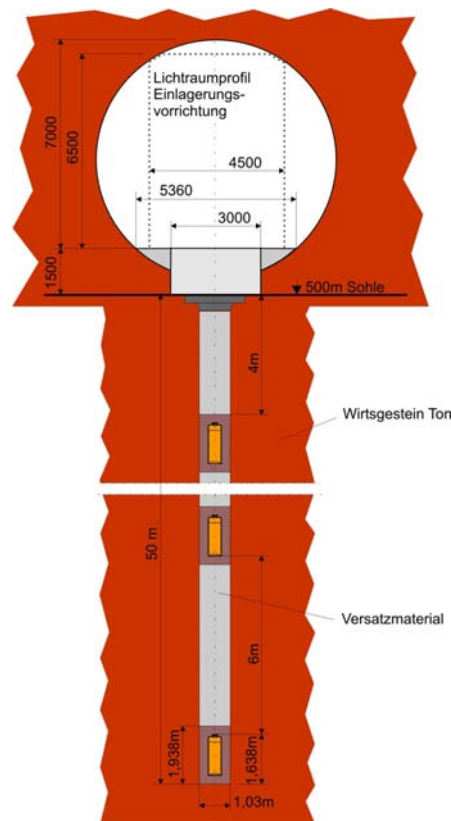


Abbildung 2-12: Querschnitt durch die Einlagerungsstrecke und Bohrloch für HAW-Kokillen

Im Zusammenhang mit der thermischen Endlagerauslegung wurden auch die Zwischenlagerzeiten für die bentonitummantelten HAW-Kokillen abgeschätzt. Als Referenzkokille wurde beispielhaft eine HAW-Kokille aus AREVA-NC mit folgenden Randbedingungen zu Grunde gelegt: Wiederaufarbeitung 3 Jahre nach Reaktorentladung, Verglasung 4 Jahre nach Reaktorentladung, Abbrand 33 GWd/tSM. Die Untersuchungen zeigten, dass die Auslegungstemperatur von 100°C für eine Zwischenlagerzeit von ca. 40 a nicht überschritten wird.

Aus thermischen Auslegungsrechnungen ergaben sich für die Bohrlochlagerung von HAW-Kokillen nach einer Zwischenlagerzeit von ca. 40 Jahren folgende geometrische Parameter:

- Behältermittenabstand $d = 7,3 \text{ m}$ bei 7 Behältern pro Bohrloch
- Bohrlochabstand $a_b = 30 \text{ m}$
- Streckenmittenabstand $a_s = 26,0 \text{ m}$.

2.2.3 Einlagerungskonzepte für ausgediente Brennelemente und HAW-Kokillen (CSD-V) gemäß FuE-Vorhaben GENESIS

Aufbauend auf den Erkenntnissen des Vorhabens GEIST erfolgten im nachfolgenden Vorhaben GENESIS Untersuchungen zur sicherheitstechnischen Auslegung eines generischen Endlagers in Tongestein. In diesem Zusammenhang wurden thermische Berechnungen für

die Lagerung von HAW-Kokillen und BSK in vertikalen Bohrlöchern und von POLLUX-Behältern in Strecken durchgeführt.

Zielsetzung des Vorhabens GENESIS war u. a. die Optimierung des Endlagers unter thermischen Gesichtspunkten mit dem Ziel der Reduzierung der Zwischenlagerzeiten der Endlagergebinde und der Reduzierung des Flächenbedarfs der Einlagerungsbereiche. Da neben den thermischen Eigenschaften des Wirtsgesteins und den Umgebungsbedingungen auch die thermischen Parameter der eingebrachten technischen Materialien entscheidend für die Wärmeausbreitung sind, wurde die Verwendung von zwei verschiedenen Bentonitarten (reiner Bentonit und graphitisierter Bentonit) betrachtet. Aufgrund seiner erhöhten Wärmeleitfähigkeit bietet graphitisierter Bentonit deutliche Vorteile für die thermische Auslegung des Endlagers. Darüber hinaus wurde auch eine zusätzliche, wärmeverteilende Sandschicht (sogenannter heat spreader) zwischen POLLUX-Behälter bzw. zwischen BSK und Bentonit mit der Zielsetzung betrachtet, die Behälterabstände und Zwischenlagerzeiten weiter zu verringern.

Im Folgenden sind die Ergebnisse der thermischen Auslegungsrechnungen für das Modellgebiet Nord-1 in den Unterkreide-Tonen des Mittel Apts (krp) im Ostteil des Niedersächsischen Beckens nördlich von Hannover dargestellt.

2.2.3.1 Streckenlagerung für POLLUX-Behälter mit ausgedienten Brennelementen

In GENESIS wurden thermische Rechnungen im Zusammenhang mit der Streckenlagerung von POLLUX-3 durchgeführt. Im Rahmen der thermischen Auslegungsrechnungen wurden die Einlagerungsstrecken mit einer Höhe von 3,6 m und einer Breite von 4,6 m bei hufeisenförmigem Streckenprofil angenommen. Die Modellierung der Endlagerbehälter erfolgte mit einer allseitig umschließenden 20 cm mächtigen Sandschicht und 30 cm dicken Umhüllung aus Bentonit (Bentonitformsteine). Es wurde die Verfüllung des Resthohlraums der Strecke mit Versatzbaustoff (aufbereitetes Haufwerk) angenommen. Die Abbildung 2-13 zeigt das Schema der Streckenlagerung eines POLLUX-3.

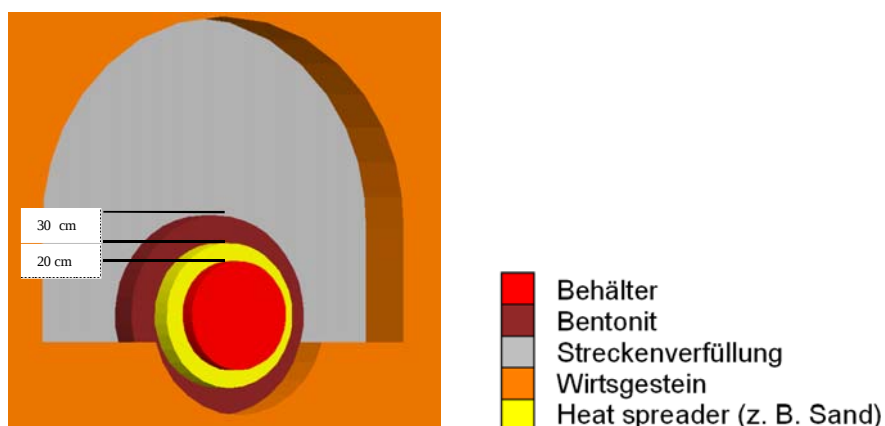


Abbildung 2-13: Schema der Streckenlagerung eines POLLUX-3

Aufgrund der unterschiedlichen Wärmeleitfähigkeiten wurden die Modellrechnungen mit reinem und graphitisiertem Bentonit durchgeführt. Die Ergebnisse der thermischen Auslegungsrechnung hinsichtlich Zwischenlagerzeit, Behälterabstand und Streckenabstand sind in der Tabelle 2-3 zusammengefasst.

Tabelle 2-3: Ergebnisse der thermischen Auslegungsrechnungen für die Streckenlagerung von POLLUX-3

	POLLUX-3	
Ringraum zwischen Behälter und Bohrlochwand	20 cm Sand + 30 cm reiner Bentonit	20 cm Sand + 30 cm graphit. Bentonit
Zwischenlagerzeit	29 a	20 a
Behältermittenabstand	23,5m	20,5 m
Streckenmittenabstand	33 m	34 m

2.2.3.2 Bohrlochlagerung für Brennstabkokillen mit ausgedienten Brennelementen

In GENESIS wurden auch thermische Auslegungsrechnungen für die Lagerung von BSK 3 in vertikalen Bohrlöchern durchgeführt. Bei diesen Berechnungen wurden die geometrischen Angaben der bekannten BSK 3 bei einer Endlagerung im Wirtsgestein Salz und die entsprechende Beladung (Brennstäbe von 3 DWR-BE entsprechend 9 SWR-BE und 7,5 WWER-BE) unterstellt.

Das in GENESIS vorgestellte Konzept der Bohrlochlagerung berücksichtigte die Auffahrung von Zugangsstrecken für den Transport der Einlagerungsbehälter. Der Querschnitt der Strecken, in denen sich die Einlagerungsbohrungen befinden, wurde mit ca. 8,0 m Breite und ca. 7,0 m Höhe berücksichtigt. Weiterhin war vorgesehen, von diesen Strecken aus 50 m tiefe, vertikale Bohrlöcher zu erstellen. Als modelltechnische Annahme im Rahmen der thermischen Auslegungsrechnungen wurde der Bohrlochdurchmesser für die BSK 3 mit 1,43 m berücksichtigt. Für den Bohrlochverschluss wurde ein Bentonit-Stopfen mit einer Länge von 2,5 m angenommen. Die Abbildung 2-14 zeigt das Schema der Bohrlochlagerung einer BSK 3.

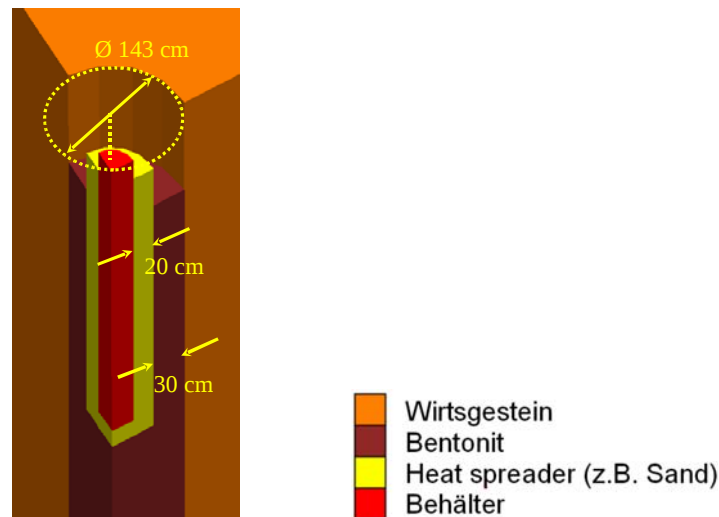


Abbildung 2-14: Schema der Bohrlochlagerung einer BSK 3

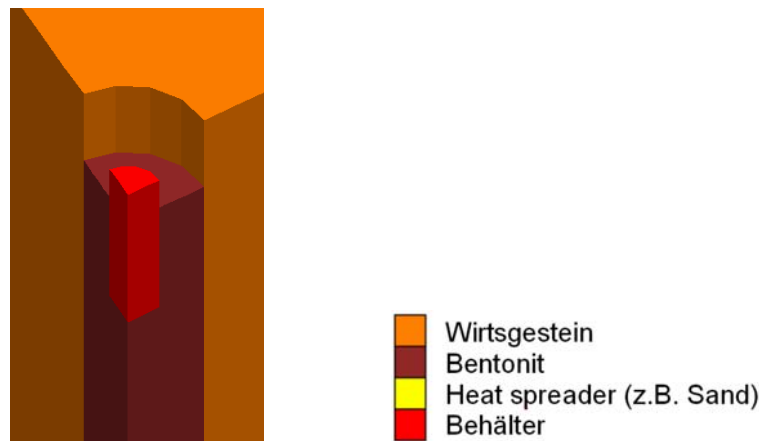
Bei der Bohrlochlagerung von BSK 3 wurden in GENESIS wegen der unterschiedlichen Wärmeleitfähigkeiten Modellrechnungen mit reinem und graphitisiertem Bentonit durchgeführt. Ergänzend dazu wurde eine Variantenrechnung durchgeführt, die zusätzlich zur Verringerung der Wärmestromdichte an der Kontaktzone zum Bentonit den heat spreader (Sand) Ringraum berücksichtigt. Die Ergebnisse der thermischen Auslegungsrechnung hinsichtlich Zwischenlagerzeit, Anzahl der BSK 3 je Bohrloch und Bohrlochabstand sind in der Tabelle 2-4 zusammengefasst.

Tabelle 2-4: Ergebnisse der thermischen Auslegungsrechnungen für die Bohrlochlagerung von BSK 3

	BSK 3			
Ringraum zwischen Behälter und Bohrlochwand	30 cm reiner Bentonit	30 cm graphit. Bentonit	20 cm Sand + 30 cm reiner Bentonit	20 cm Sand + 30 cm graphit. Bentonit
Zwischenlagerzeit	75 a	45 a	47 a	30 a
Behälter je Bohrloch	5	5	5	5
Bohrlochabstand	28 m	35 m	45 m	46 m

2.2.3.3 Bohrlochlagerung für HAW-Kokillen

In GENESIS wurden auch thermische Auslegungsrechnungen für die Lagerung von HAW-Kokillen in vertikalen Bohrlöchern durchgeführt. Das Konzept der Bohrlochlagerung von HAW-Kokillen entsprach weitestgehend dem der BSK 3, allerdings wurde der Bohrl Lochdurchmesser mit 1,03 m berücksichtigt (modelltechnische Annahme). Die Abbildung 2-15 zeigt das Schema der Bohrlochlagerung einer HAW-Kokille.


Abbildung 2-15: Schema der Bohrlochlagerung einer HAW-Kokille

Aufgrund der unterschiedlichen Wärmeleitfähigkeiten wurden in GENESIS thermische Rechnungen mit reinem und graphitisiertem Bentonit durchgeführt. Die Ergebnisse der thermischen Auslegungsrechnung hinsichtlich Zwischenlagerzeit, Anzahl der HAW-Kokille je Bohrloch und Bohrlochabstand sind in der Tabelle 2-5 zusammengefasst.

Tabelle 2-5: Ergebnisse der thermischen Auslegungsrechnungen für die Bohrlochlagerung von HAW-Kokillen

	HAW-Kokille	
Ringraum zwischen Behälter und Bohrlochwand	30 cm reiner Bentonit	30 cm graphit. Bentonit
Zwischenlagerzeit	45 a	27 a
Behälter je Bohrloch	7	13
Bohrlochabstand	20 m	30 m

2.2.3.4 Einlagerungskonzepte für (CSD-B) und (CSD-C)

In GEIST erfolgte die Erstauslegung des Technischen Endlagerkonzeptes für POLLUX-Behälter, Brennstabkokillen (BSK) und HAW-Kokillen im Wirtsgestein Ton. Darauf aufbauend erfolgte in GENESIS die sicherheitstechnische Auslegung eines generischen Endlagers in Tongestein mit dem Ziel der Optimierung des Endlagers unter thermischen Gesichtspunkten, ebenfalls für POLLUX-Behälter, BSK und HAW-Kokillen. Die mittlerradioaktiven WA-Abfälle (CSD-B und CSD-C) wurden bei diesen Betrachtungen nicht berücksichtigt.

Im Folgenden wird auch für CSD-B und CSD-C die Lagerung in vertikalen Bohrlöchern betrachtet. Das Konzept der Bohrlochlagerung von CSD-B und CSD-C entspricht dabei weitestgehend dem der HAW-Kokillen; aufgrund der geringeren Wärmeleistung der CSD-B und CSD-C ist jedoch für die 30 cm Dicke Bentonitummantelung die Verwendung von reinem Bentonit ausreichend; ein heat spreader ist ebenfalls nicht erforderlich.

2.2.4 Zusammenfassende Darstellung über zugrunde gelegte Gebindeanzahlen und Abstände

In Tabelle 2-6 sind die Gebindeanzahlen und die sich aus thermomechanischen Auslegungsrechnungen (GENESIS) ergebenden Behälter- und sonstigen Abstände zusammengefasst, die der weiteren Planung im vorliegenden Vorhaben zugrunde gelegt werden.

Tabelle 2-6: Gebindeanzahlen und Abstände

	Gesamt- anzahl Gebinde	Anzahl Ge- binde pro Bohrloch	Behältermitten- abstand	Streckenmitten- abstand	Bohrloch- abstand
POLLUX-3BE mit grapht. Bent. u. heat spreader	6818	---	20,5 m	34 m	---
BSK 3 mit grapht. Bent. u. heat spreader	6818	5	9,5 m	40 m	46 m
HAW-Kokillen mit grapht. Bent.	3767	13	3,5 m	26 m	30 m
CSD-B u.CSD-C mit reinem Bent.	7462	15 ¹⁾	3,0 m	26 m ²⁾	20 m ³⁾

1): Gebindeanzahl aus mechanischen Erwägungen konservativ auf 15 beschränkt (s. Kapitel 4.4)

2): Streckenmittenabstände ergeben sich aus gebirgsmechanischen Erwägungen(s. Kapitel 4.4)

3): Bohrlochabstände ergeben sich aus betrieblichen Erwägungen (s. Kapitel 4.4)

2.3 Festlegung der Referenzstandortregion

In Abhängigkeit von dem natürlichen Angebot an potenziellen Wirtsgesteinen werden in mehreren Ländern tonige Gesteinsformationen als Wirtsgesteine bei der Endlagerung radioaktiver Abfälle in Betracht gezogen und untersucht. Die einzelnen nationalen Endlagerkonzepte sind unterschiedlich weit fortgeschritten und reichen von generellen Machbarkeitsstudien unter den länderspezifischen Bedingungen (Spanien und Japan) bis zur Auswahl und den Betrieb von untertägigen Versuchseinrichtungen (Untertagelabor Bure in Frankreich, Untertagelabor Hades (Mol) in Belgien und Mont Terri in der Schweiz).

2.3.1 Kriterien für die Auswahl von Endlagerstandorten

Bei der Endlagerung radioaktiver Abfälle steht die dauerhafte Isolierung radioaktiver Strahlung von der Biosphäre, um Mensch und Umwelt zu schützen, allen Schutzziele voran. Künftige Generationen sollen zudem nicht mehr als zumutbar durch die Auswirkung der Endlagerung belastet oder verpflichtet werden. Bei richtiger Standortauswahl mit günstigen geologischen Gegebenheiten hat die Endlagerung in tiefen geologischen Formationen gegenüber anderen Optionen auf der Erde (z. B. oberflächennahe Endlagerung, Einlagerung im arktischen Eis, usw.) entscheidende Vorteile [AkEnd 2002]:

- ein großer Abstand zwischen Abfällen und Biosphäre,
- ein gutes langfristiges Isolationsvermögen für Radionuklide,
- die Extrapolierbarkeit der Entwicklung eines Endlagers über lange Zeiträume auf Grund der nachweislich langsamen Veränderungen der Geologie in der Vergangenheit,
- nach Verschluss und Verfüllung eines Endlagers prinzipiell keine Notwendigkeit von Reparatur- und Überwachungsmaßnahmen und
- eine geringe Beeinflussbarkeit der Sicherheit durch menschliche Einwirkung.

Kriterien zur Auswahl und Bewertung von Standorten für die Endlagerung radioaktiver Abfälle wurden von verschiedenen Ländern und auch ländervereinigenden Organisationen aufgestellt. 1977 wurden die entsprechenden Ergebnisse von der International Atomic Energy Agency (IAEA) zusammengefasst und publiziert. In den Jahren 1994 und 1995 erfolgte eine Präzision und Erweiterung der Kriterien im Rahmen der „Safety Series“ der internationalen Atomenergie-Organisation [IAEA 1994, IAEA 1995]. Danach sind die für die Standortevaluation maßgebenden Kriterien:

- die geologische, hydrologische und geomechanische Situation am Standort,
- die physikalisch-chemischen und geochemischen Eigenschaften des Wirtsgesteins zur Beurteilung der Ausbreitung von Radionukliden,
- zukünftige dynamische Prozesse (Neotektonik, Erdbeben, Vulkanismus usw.),
- mögliche menschliche Einwirkungen,
- Bau- und Auslegungsfragen,
- Erschließung und Transportaspekte,
- Umwelt- und Nutzungsfragen sowie
- gesellschaftliche und sozioökonomische Auswirkungen der geologischen Tiefenlagerung.

Zusätzlich wurden 1992 internationale Empfehlungen der Europäischen Union publiziert [CEC 1992], welche die parallel gültigen Voraussetzungen bezüglich nuklearer Sicherheit, Strahlenschutz, Umweltschutz und gesellschaftspolitischer Aspekte beschreiben. Die im Bericht empfohlenen sicherheitsrelevanten Kriterien für die Standortauswahl für ein geologisches Endlager betreffen:

- die geologische Langzeitstabilität (z. B. geologisch tektonisch stabiles Gebiet),
- die Hydrogeologie,
- die geochemischen sowie mechanischen und thermischen Eigenschaften des Wirtsgesteins,
- die Tiefe und die genügende Ausdehnung des Wirtsgesteins und
- das Vorkommen von natürlichen Rohstoffen am Standort, daraus resultiert die Vermeidung von Störeinflüssen (kein Risiko für menschliches Eindringen z. B. infolge einer Rohstoffexploration) sowie die Robustheit gegenüber Störeinflüssen (z. B. bei konkurrierender Nutzung).

In diesen Empfehlungen wurden die Kriterien zur Stabilität im Sinne von tektonischen und seismischen Aktivitäten quantifiziert. Tektonische Bewegungen sollen im Betrachtungszeitraum, z. B. 10.000 Jahre, nicht auftreten und die Seismizität sollte nicht die Stufe 7 der Richter-Skala (Intensität IX – X auf der Mercalli-Skala) erreichen.

Die IAEA-Richtlinien werden in nationalen Vorschriften zur Standortauswahl unterschiedlich stark berücksichtigt. Auch der Detaillierungsgrad ist länderbezogen uneinheitlich. Die Mehrzahl der Kriterien dient dazu, die Langzeitsicherheit des geologischen Endlagersystems zu fördern bzw. die Sicherheitsanalyse zu vereinfachen. Ausschlusskriterien gelangen in den nationalen Richtlinien zur Standortauswahl nur sehr beschränkt zur Anwendung.

Die Anforderungen des französischen Endlagerkonzeptes an einen Standort im Tongestein entsprechen den des schweizerischen Konzepts [DSIN 1991]. Im schweizerischen Konzept zur Anlage eines Endlagers im Tongestein wurde von der Nationalen Genossenschaft für die Lagerung radioaktiver Abfälle (NAGRA) über die Vorgaben der IAEA hinaus noch folgende Anforderungen definiert:

- gute Explorierbarkeit (z. B. einfacher geologischer Bau, homogenes Gestein),
- Prognostizierbarkeit (z. B. großflächig geologisch-tektonisch ruhiges Umfeld).

Der AkEnd stellte im Jahre 2002 wirtsgesteinsunabhängige Ausschlusskriterien und Mindestanforderungen auf, die auch quantifiziert wurden. Sie dienen dem Vergleich von geologischen Formationen und der Auswahl von untersuchungswürdigen Regionen. Für die Ausweisung potenziell untersuchungswürdiger Ton-/Tonstein-Formationen sind folgende Anforderungen ableitbar:

- Der einschlusswirksame Gebirgsbereich muss mindestens 100 m mächtig sein, relativ homogen sein und sein Vorhandensein gut prognostizierbar sein.
- Das Endlagerbergwerk darf nicht tiefer als 1500 m liegen. Bei Tongesteinsformationen unterhalb von 1.000 m Tiefe ist jedoch mit sehr schwierigen gebirgsmechanischen Verhältnissen zu rechnen, was extreme Aufwendungen bei der Auffahrung und beim Betrieb eines Endlagers notwendig macht.
- Die Teufe des erforderlichen einschlusswirksamen Gebirgsbereiches muss mindestens 300 m betragen.
- Der einschlusswirksame Gebirgsbereich muss über eine flächenmäßige Ausdehnung verfügen, die eine Realisierung des Endlagers zulässt (für Ton mindestens 10 km²).
- Die Gebirgsdurchlässigkeit der tonigen Gesteine muss kleiner als 10⁻¹⁰ m/s sein.
- Im Endlagerbereich dürfen die zu erwartenden seismischen Aktivitäten nicht größer sein als in Erdbebenzone 1 nach DIN 4149.
- In der Endlagerregion darf kein quartärer oder Anzeichen von zukünftig zu erwartenden Vulkanismus vorliegen.

Es dürfen keine Erkenntnisse oder Daten vorliegen, welche die Einhaltung der geowissenschaftlichen Mindestanforderungen zur Gebirgsdurchlässigkeit, Mächtigkeit und Ausdehnung

des einschlusswirksamen Gebirgsbereichs über einen Zeitraum in der Größenordnung von einer Million Jahre zweifelhaft erscheinen lassen.

2.3.2 Standortauswahl in Deutschland

2.3.2.1 Vorgehensweise

Die Standortauswahl in Deutschland sollte als ein dreiphasiger Prozess unter Beachtung der AKEnd-Richtlinien (vgl. Absatz 2.3.1) und der von der BGR für die Wirtsgesteine Salz und Kristallin formulierten Ausschluss- und Abwägungskriterien [BGR 1994 und BGR 1995] durchgeführt werden. Dieser Prozess wurde nach Abschluss der Phase 1 bereits abgebrochen. Die bis dahin erlangten Ergebnisse sind in [BGR 2007a] und [BGR 2007b] veröffentlicht. Eine zusammenfassende Übersicht über das Vorgehen und den Stand der Arbeiten in Deutschland liefert [Hoth et al. 2003]. Die folgenden Ausführungen sind an diese Unterlage angelehnt. Da die Phasen 2 und 3 der Standortauswahl nicht umgesetzt wurden, wird für diese Phasen das geplante Vorgehen dargestellt.

In der Phase 1 wurden Tongesteinsformationen, die in unterschiedlichen stratigraphischen Niveaus und geographischen Räumen vorkommen, unter Berücksichtigung der Mächtigkeit (mächtiger als 100 m) und Tiefenlage (Überdeckung von mindestens 300 m und nicht tiefer als 1.500 m) miteinander verglichen. Die Grundlage zur Eingrenzung von untersuchungswürdigen Tongesteinsformationen sind geologische Karten wie das Geophysikalische Kartenwerk von Ostdeutschland (Geophysik Leipzig 1989) und der Geotektonische Atlas Nordwestdeutschlands [BGR 2001] sowie Bohrungen. Auf dem Gebiet Deutschlands existieren ca. 25.000 Bohrungen, die im Rahmen der Rohstofferkundung auf Erdöl, Erdgas, Salz und Erz, als geothermale Bohrungen sowie in einem geringeren Umfang auch als Forschungsbohrungen abgeteuft wurde. Nur sehr wenige Bohrungen dienten speziell zur Erkundung von Tonsteinen.

Untersuchungswürdige Tongesteinsformationen lassen sich im Tertiär, in der Unterkreide Norddeutschlands und im Jura sowohl in Norddeutschland (Dogger α - γ) als auch in Süddeutschland (Dogger α/β) ausweisen [Hoth et al. 2002a, Hoth et al. 2002b]. Für die tonigen Gesteine des Mesozoikums (Trias-Jura-Kreide) bei Tiefen von über 300 m kann davon ausgegangen werden, dass ab diesem Tiefenniveau verfestigte, gebirgsmechanisch günstigere Tonsteine vorliegen. Für die Tone des Tertiärs gilt dies nicht. Zumindest in einem Übergangsbereich stellen diese Gesteine eher plastische Tone und bestenfalls geringverfestigte Tonsteine dar [BGR 2007a]. Die Wirtsgesteinseignung der Tertiärtone wird aufgrund dieses geringen Verfestigungsgrades als sehr eingeschränkt beurteilt. Die tertiären Tone und Tonsteine des Alpenin Vorlandsbeckens (Süddeutschland) sind darüber hinaus aufgrund ihrer starken lithologischen Variabilität nur schwer charakterisierbar und prognostizierbar. Auch weisen sie nur einen geringen Verfestigungsgrad auf, so dass sie ebenfalls nicht weiter berücksichtigt wurden. Die Abbildung 2-16 zeigt als Zwischenergebnis der „Regionalen Tonstudie“ der BGR [BGR 2007a] eine geographische Karte Deutschlands mit den untersuchungswürdigen Tongesteinsformationen. Charakteristisch für die Tongesteinsformationen der Unterkreide und des Jura sind geringe Permeabilitäten, jedoch variieren sie sehr stark in

der stofflichen Zusammensetzung, in der Mächtigkeit und in der Homogenität. Die mineralogische Zusammensetzung der Tonsteine beeinflusst zahlreiche geochemische, thermische und felsmechanische Eigenschaften des Wirtsgesteins.

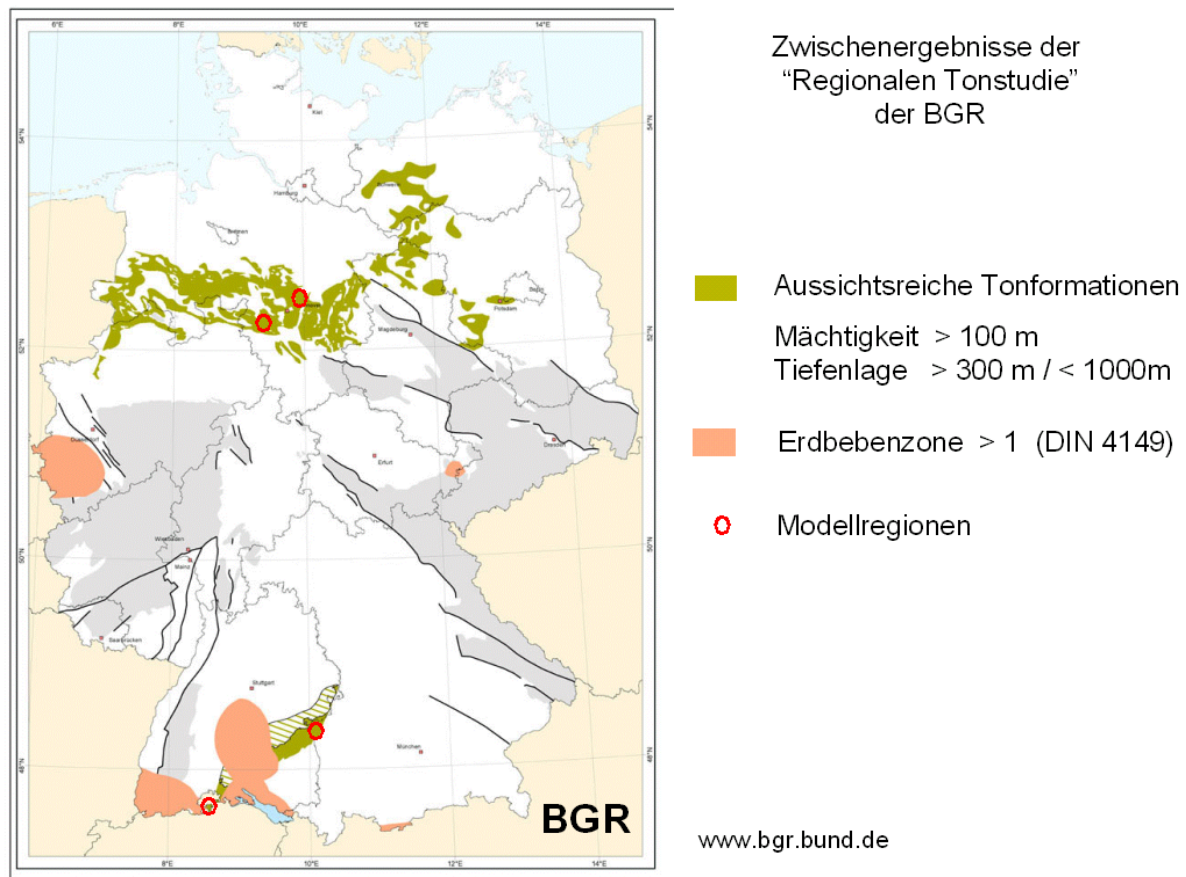


Abbildung 2-16: Karte der untersuchungswürdigen Tongesteinsformationen in Deutschland und Lage der Modellstandorte (verändert, aus [BGR 2007a])

Innerhalb der ausgewählten Tongesteinsformationen (Unterkreide- und Juratone) werden in der Phase 2 Standortregionen bzw. Suchräume ermittelt, die eine besonders günstige, geologische Eignung für die Endlagerung aufweisen und die Auswahlkriterien z. B. hinsichtlich der Erdbebengefährdung erfüllen. Laut [AkEnd 2002] sollten möglichst fünf räumlich kleinere Standortregionen bestimmt werden. Die Standortregionen enthalten einen oder mehrere potenzielle Endlagerstandorte. Regionen, bei denen die Datenlage zur geowissenschaftlichen Abwägung nicht ausreicht, werden im Verfahren vorerst zurückgestellt. Um eine räumliche Darstellung der Tongesteinsformationen zu erhalten werden alle lithologisch aufgenommenen Bohrungen mit der dazugehörigen Bohrlochgeophysik ausgewertet. Zusätzlich zu den Bohrungsdaten sind Ergebnisse seismischer Profilmessungen der Kohlenwasserstoff-Exploration hinzuzuziehen, da sie eine wichtige Grundlage für die Erfassung und Charakterisierung von Störungssystemen und deren Tiefenreichweite bilden. Von den Bohrungen sollte ein Kaliberlog (CAL), ein Eigenpotenzial- (SP-Log) und/oder ein Gamma-Log (GR-Log oder gamma-Messung), sowie ein Widerstandslog (DLL-Log) zur Verfügung stehen. Aus den geophysikalischen Bohrlochmessungen (gamma-Messung und SP-Log) kann der Tongehalt der

Formation abgeleitet werden. Abschließend werden die Standortregionen miteinander verglichen und auf ihre Eignung beurteilt.

Die räumliche Festlegung der potenziellen Endlagerstandorte innerhalb der Standortregionen geschieht in Phase 3 über einen Abwägungsprozess. Berücksichtigt werden die Ergebnisse aus Phase 1 und 2, die von der [BGR 1994 und 1995] und [AkEnd 2002] formulierten Ausschlusskriterien und Mindestanforderungen sowie Erkenntnisse, die in Untertagelabors im Tongestein (Mont Terri und Bure) erzielt worden sind. Alle in Phase 2 positiv beurteilten Regionen werden miteinander verglichen und entsprechend der Güte der Ergebnisse in eine Rangfolge gebracht. An den am besten geeigneten Standorten sollen laut [Hoth et al. 2003] orientierende Untersuchungen anhand von seismischen Messungen und Sondierbohrungen durchgeführt werden.

Nach [AkEnd 2002] muss an mindestens drei Standortregionen, eine Beteiligungsbereitschaft der Bevölkerung vorausgesetzt, eine übertägige Standorterkundung durchgeführt werden. Nach positiver Bewertung der Ergebnisse des übertägigen Erkundungsprogramms schließt sich an mindestens zwei Standorten die untertägige Erkundung an.

2.3.2.2 Modellregionen im Ton

Basierend auf den Ergebnissen der Untersuchungen der BGR (Phase 1 der Standortsuche) kommen nur die mächtigen Tongesteinvorkommen in der Unterkreide Norddeutschlands und im Jura Nord- (Dogger α - γ) und Süddeutschlands (Dogger α/β) in Frage.

Im FuE-Vorhaben GENESIS wurden innerhalb dieser untersuchungswürdigen Tongesteinsformationen in Abstimmung mit der BGR-Berlin vier Modellregionen festgelegt, die die Kriterien von Standortregionen erfüllen. Die Modellregionen dienten vorrangig dem Vergleich der untersuchungswürdigen Tongesteinsformationen hinsichtlich ihrer Eignung als Wirtsgestein für ein Endlager. Dazu wurden geologische Modelle der Modellregionen erstellt, die als Grundlage für die sicherheitstechnische Auslegung eines generischen Endlagers im Wirtsgestein Ton verwendet wurden. Folgende Modellregionen wurden betrachtet:

und in den Juratonen:

- **Süd-1**, Dogger α , Opalinuston, im Süddeutschen Molassebecken im Raum Ulm,
- **Süd-2**, Dogger α - β , Opalinuston und Murchisonae-Schichten, im Süddeutschen Molassebecken, im Klettgau (Gemeinde Jestetten) im deutsch-schweizerischen Grenzgebiet zum Zürcher Weinland und
- **Nord-2**, Dogger α - γ , Opalinuston bis subfurcatum-Ton, in der Wesergebirgs-Randmulde (südlichstes Element des Niedersächsischen Beckens) im Raum zwischen Minden und Hameln.

in den Unterkreidetonen:

- **Nord-1** in den Tönen des Mittellapts (krp) im Ostteil des Niedersächsischen Beckens nördlich von Hannover.

Der geologische Aufbau der Modellregionen ist geprägt von einfacher geologischer Architektur, wie sie für das Süddeutsche Molassebecken und das Niedersächsische Becken charakteristisch ist. In den Modellregionen ist Vulkanismus im Prognosezeitraum (1 Million Jahre) nicht zu erwarten. Die geographische Lage der aussichtsreichen Tongesteinsformationen sowie der Modellregionen ist in Abbildung 2-16 dargestellt.

2.3.2.2.1 Süddeutschland

In Süddeutschland erfüllt der Opalinuston die geforderten Mindestanforderungen in Bezug auf Mächtigkeit (Mächtigkeit > 100 m) und Tiefenlage (Teufe > 300 m unter der Geländeoberfläche) nur im Bereich der Schwäbischen Alb in einem ca. 40 km breiten Streifen südlich der Schwäbischen Alb und im Deutsch-Schweizer Grenzgebiet. Die Schwäbische Alb wird nicht weiter berücksichtigt, da hier eine Einschränkung der Nutzung durch den ausgedehnten Malmkarst-Grundwasserleiter im Deckgebirge vorliegt.

Intensive tektonische Aktivitäten wurden unter anderem im südlichen Teil des Oberrheingraben, in der „Freiburg-Bodensee-Zone“ mit Bondorfer Graben und Hegau sowie im Bereich des Hohenzollergrabens festgestellt. Das Gebiet um Ulm (Modellregion Süd-1) weist keine seismische Aktivitäten auf, es liegt in der Erdbebenzone 0. Das Untersuchungsgebiet Jestetten (Modellregion Süd-2) befindet in der Nachbarschaft zum Züricher Weinland mit der Sondierbohrung Benken. Das Züricher Weinland hat sich im Vergleich zur Zentralschweiz und zum Bodenseegebiet seismisch weniger bemerkbar gemacht. Das Untersuchungsgebiet liegt aber in der Erdbebenzone 1 im Randgebiet zur Erdbebenzone 2. Bei der exakten Abgrenzung der ungünstigen Gebiete sollten laut BGR Randgebiete einer Einzelprüfung unterzogen werden [Hoth, BGR Berlin, persönliche Mitteilung].

Süd-1

Die Modellregion Süd-1 befindet sich südlich der Schwäbischen Alb im Raum Ulm. Dort erreicht der Opalinuston eine Mächtigkeit von 120 m. Eine ausreichend mächtige Gesteinsüberdeckung ist vorhanden. Eine homogene, flächenhafte Ausdehnung des Wirtsgesteins ist über mehrere 100 km² gegeben. Das generische Endlager befindet sich in einer Tiefe von 750 – 800 m bezogen auf die Geländeoberkante. Die Schichtenfolge und Lagerungsverhältnisse in der Modellregion Süd-1 sind in Abbildung 2-17 dargestellt.

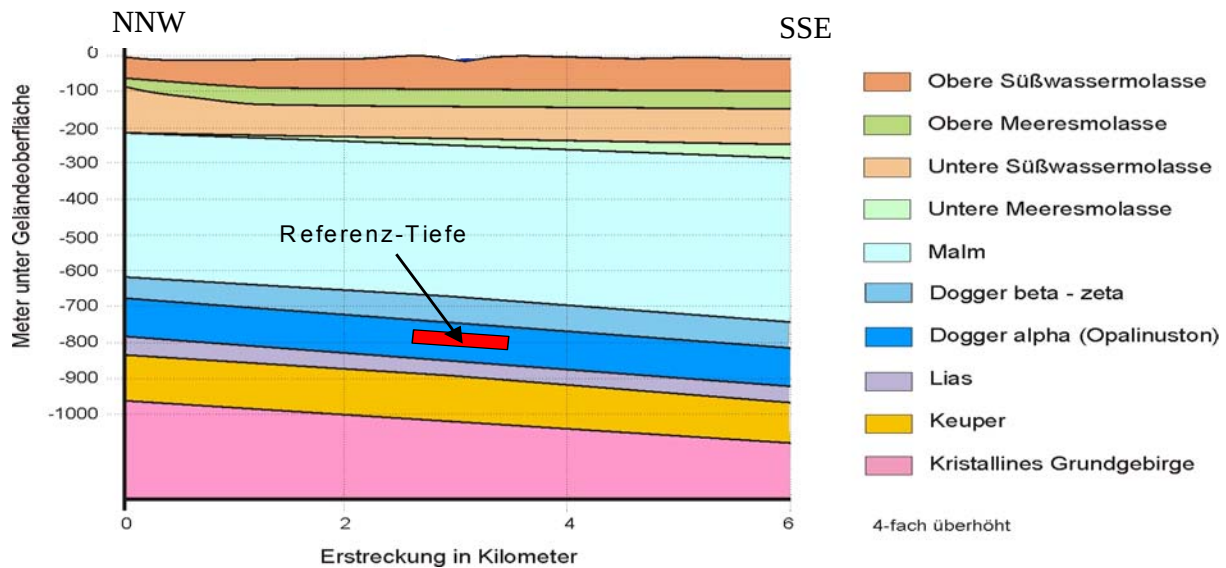


Abbildung 2-17: Stratigraphisches Profil mit dem generischen Modell Süd-1 im Gebiet um Ulm [Jobmann & Amelung 2004]

Da im Bereich der Modellregion keine Profilschnitte vorliegen, wurde das geologische Profil anhand der ca. 80 km voneinander entfernt liegenden Profilschnitte der geologischen Übersichtskarten (GK 200) Stuttgart-Süd und Augsburg konstruiert. Dies war nur möglich, da die mesozoischen Schichten mit dem Opalinuston im gesamten Süddeutschen Molassebecken gleichmäßig flach mit 5 - 6 ° nach ± SE unter die keilförmig mächtiger werdende Molasse einfallen und Störungssysteme mit größeren Versatzbeträgen nicht zu erwarten sind. Der geowissenschaftliche Kenntnisstand in der Modellregion ist gering.

Süd-2

Die Modellregion Süd-2 Jestetten liegt im Grenzgebiet zur Nordschweiz, dem Züricher Weinland mit der Sondierbohrung Benken. Es stellt eine Insel auf dem Gebiet der Schweiz dar, die nur im Westen eine wenige Kilometer breite Verbindung nach Deutschland aufweist. Die Sondierbohrung Benken ist ein zentraler Bestandteil des schweizerischen Entsorgungsnachweises, der für die Option Opalinuston die Machbarkeit der geologischen Tiefenlagerung hochaktiver Abfälle in der Schweiz darlegen soll. Da die dort von der NAGRA erzielten Untersuchungsergebnisse auf die Modellregion Süd-2 übertragbar sind, ist der wissenschaftliche Kenntnisstand in der Modellregion Süd-2 im Vergleich zu den anderen Modellregionen sehr hoch.

Die Modellregion Süd-2 umfasst, bedingt durch die Lage im Grenzgebiet und zur Erdbebenzone 2, eine Fläche von etwas mehr als 10 km². Das Wirtsgestein wurde in einer Mächtigkeit von ca. 110 m angetroffen. Es besteht aus dem Opalinuston (Dogger α) und den Murchisonae-Schichten (Dogger β), die hier in einer tonigen Fazies ausgebildet sind. Das generische Endlager befindet sich in einer Tiefe von 350 – 400 m bezogen auf die Geländeoberkante.

In Abbildung 2-18 sind die Schichtenfolge und die Lagerungsverhältnisse im Grenzgebiet Deutschland/Schweiz mit der Sondierbohrung Benken dargestellt. Das Profil wurde anhand

des Bohrprofils der Sondierbohrung Benken sowie des geologischen Schnittes 3 des NAGRA-Berichtes [NAGRA 2002b] konstruiert. Die Schichten fallen flach nach SE ein.

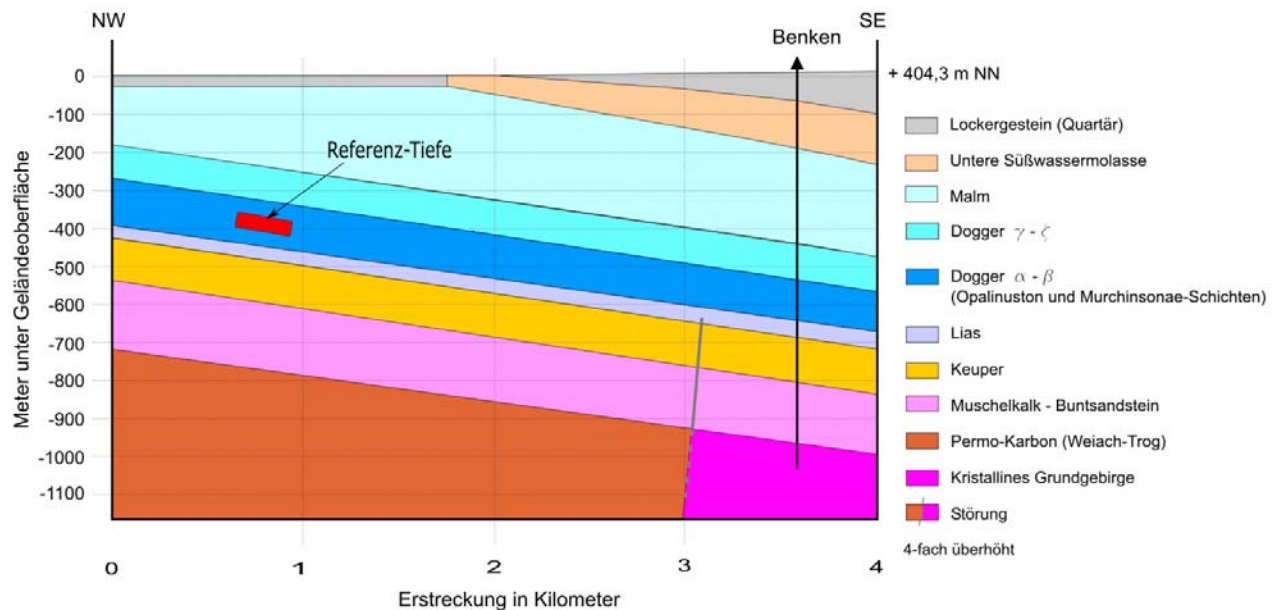


Abbildung 2-18: Stratigraphisches Profil mit dem generischen Modell Süd-2 im Raum Jestetten und dem Grenzgebiet zur Schweiz mit der Sondierbohrung Benken [Jobmann et al. 2007]

2.3.2.2.2 Norddeutschland

In Norddeutschland erfüllen die Unterkreidetone im Niedersächsischen Becken (im folgenden NSB abgekürzt) und die Juratone des Dogger α (Aalenium) – Dogger γ (unteres Bajocium) im südlichen Teil des NSB die geforderten Mindestanforderungen in Bezug auf Mächtigkeit (Mächtigkeit > 100 m) und Tiefenlage (Teufe > 300 m unter der Geländeoberfläche). Eine Erdbebengefährdung im gesamten Bereich der Norddeutschen Senke besteht nicht.

Nord-1

Die Unterkreidetone sind im NSB weiträumig verbreitet und es wurden durchgehende Tonstein-Profile mit Mächtigkeiten von mehr als 1.500 m festgestellt. Für jede einzelne stratigraphische Stufe der Unterkreide (Wealden – Alb) konnten Tonsteine nachgewiesen werden, die die an einen einschlusswirksamen Gebirgsbereich gestellte Mindestmächtigkeit von mehr als 100 m erfüllen. In einzelnen Unterkreidestufen treten Mächtigkeiten von bis zu 500 m auf. Im Südteil des NSB sind die Tonsteine oberflächennah aufgeschlossen.

Der wissenschaftliche Kenntnisstand durch zahlreiche stratigraphische und sedimentologische Forschungsberichte zu den Unterkreidesedimenten des NSB ist verhältnismäßig hoch. Im West- und im Zentralteil des NSB sind Erdöllagerstätten in den Unterkreideschichten und in den Schichten des Jura weit verbreitet [Binot et al. 1993, Boigk 1981]. Aufgrund dieser

Lagerstätten wurde der West- und der Zentralteil des NSB für die Auswahl der Modellregion nicht weiter betrachtet. Der Ostteil ist durch Salzkissen und Salzstöcke in Schwellen und Becken gegliedert, im Bereich der Salzkissen, Salzstöcke und Diapirrandmulden sind die Lagerungsverhältnisse sehr kompliziert. In Annäherung an den Nordrand (Weser-Ems-Linie) und an den Südrand (Weser- und Wiehengebirgs-Flexur) treten Bruchstrukturen innerhalb des NSB auf. Im östlichen Teil des NSB können mehrere Modellregionen ausgewiesen werden, die die Mindestanforderungen des AkEnd erfüllen, so dass dort für die Auswahl der Modellregion weitere bzw. im Verhältnis zu den Mindestanforderungen des AkEnd strengere Kriterien angesetzt werden können.

Auf die geologische Gesamtsituation (Wirtsgestein und Nebengestein) in einer Modellregion können sich folgende Abwägungskriterien vorteilhaft auswirken:

- Wirtsgestein (Einlagerungsschicht):
 - eine stärker konsolidierte oder karbonathaltige Tonschicht z. B. ein Mergel oder ein verfestigter Tonstein (höhere Festigkeit, günstige gebirgsmechanische Situation),
 - eine geringe Tiefenlage, mindestens aber 300 m Gebirgsüberdeckung (geringer Überlagerungsdruck sowie niedrige Gebirgstemperaturen in der Einlagerungsschicht),
 - geringe Gehalte an Sulfiden (keine Bildung von sauren Lösungen durch Kontakt des Pyrits und Markasits mit Luftsauerstoff) und
 - geringes Kohlenwasserstoffpotential des Wirtsgesteins / des organischen Kohlenstoffs.
- Nebengestein (Deckgebirgsschichten):
 - Tonschichten mit stark reduzierenden Bedingungen gekennzeichnet durch das Auftreten von hohen Gehalten an Sulfiden sowie mit hohen Anteilen an organischem Kohlenstoff (Diffusionssperren für die Nuklid Ausbreitung im Störfallszenarium).

Durch die Anwendung der Abwägungskriterien erfolgte die Festlegung der Modellregion auf ein Gebiet nordöstlich von Hannover, in dem weitere Untersuchungen und Analysen am sinnvollsten erschienen. Die Abbildung 2-19 zeigt das geologische Modell Nord-1 mit dem generischen Endlager in einer Tiefe von 300 – 400 m. Das geologische Modell wurde anhand der Bohrprofile Großburgwedel 6 und Fuhrberg E2 sowie den Profilen 122 und 127 des „Geotektonischen Atlas von Nordwest-Deutschland und dem deutschen Nordsee-Sektor [BGR 2001]“ konstruiert. In diesem Gebiet wurde für drei Teilgebiete eine flächenmäßige Ausdehnung des Wirtsgesteines von ca. 100 km² festgestellt. Die Teilgebiete sind durch Grabenstrukturen (Graben nördlich von Heesel und Burgdorfer Graben) voneinander getrennt, wobei nur beim Burgdorfer Graben Versatzbeträge von mehreren Zehnermetern beobachtet wurden. Im Profil sind die sechs Unterkreidestufen (Alb-Wealden grün eingefärbt) aufgeschlossen. Die Schichten sind bis in eine Tiefe von 1.200 m tonig ausgebildet und lagern horizontal bei einer flachen Topographie. Die Unterkreideschichten des Wealden sind sandig ausgebildet.

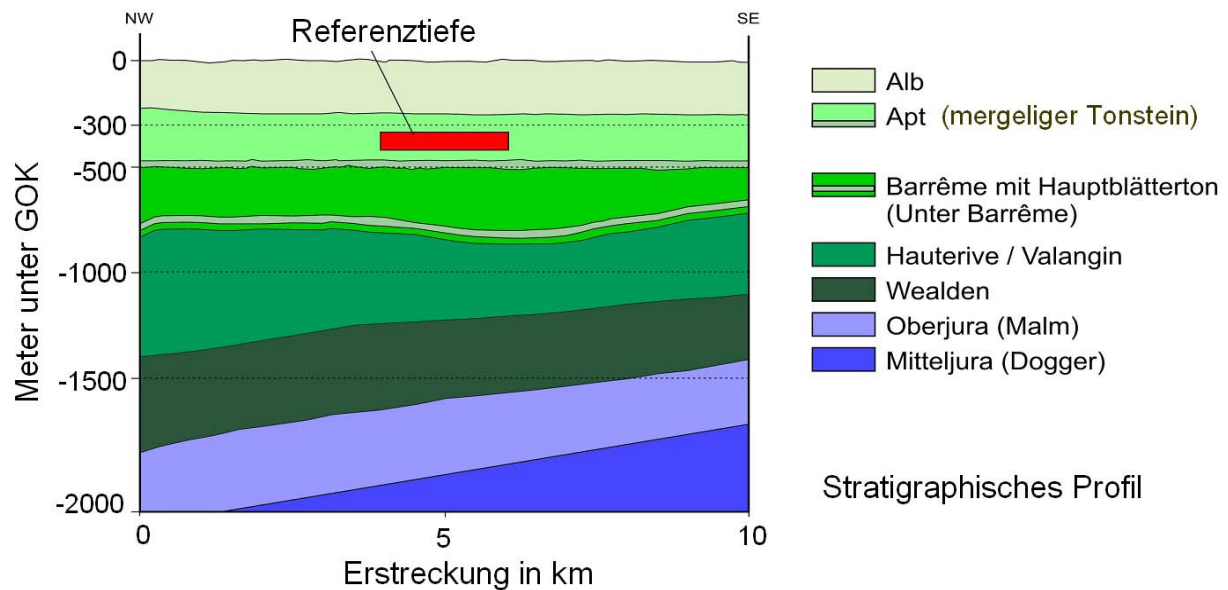


Abbildung 2-19: Stratigraphisches Profil (4-fach überhöht) mit dem generischen Modell Nord-1 im Gebiet nordöstlich von Hannover [Jobmann et al. 2007]

Nord-2

Die Modellregion Nord-2 befindet sich im Raum zwischen Minden und Hameln im südlichen NSB. Die Jura-Tone (Dogger α - γ) weisen in der Modellregion eine Mächtigkeit von 280 m im Westen und 200 m im Osten auf. Die Schichten fallen flach nach Westen hin ein. Der einschlusswirksame Gebirgsbereich verfügt über eine flächenmäßige Ausdehnung von ca. 450 km² und liegt in der Erdbebenzone 0 [Hoth, BGR Berlin, persönliche Mitteilung]. Die Abbildung 2-20 zeigt das generische Endlagermodell, das sich in einer Tiefe von 750 – 800 m bezogen auf die Geländeoberkante befindet. Das Profil wurde anhand von zwei Schnitten des „Geotektonischen Atlas von Nordwest-Deutschland und dem deutschen Nordsee-Sektor [BGR 2001]“ konstruiert. Der geowissenschaftliche Kenntnisstand am Modellstandort ist gering.

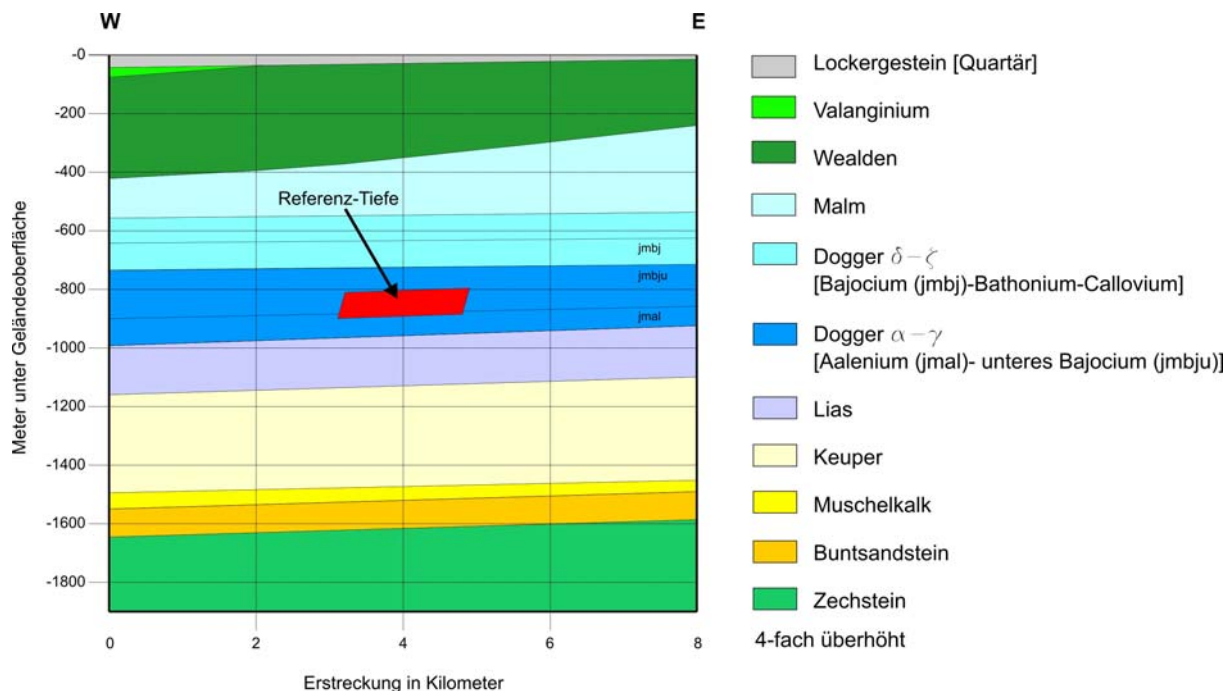


Abbildung 2-20: Stratigraphisches Profil (4-fach überhöht) mit dem generischen Modell Nord-2 im Raum zwischen Minden (W) und Hameln (E) [Jobmann et al. 2007]

2.3.2.3 Vergleichende Bewertung der Modellregionen

Im Rahmen des Forschungsprogramms GENESIS [Jobmann et al. 2007] wurden die Vor- und Nachteile der einzelnen Modellregionen hinsichtlich ihrer geologischen, thermischen und mechanischen Eigenschaften bewertet. Trotz der verschiedenen möglichen Bewertungskriterien bestand das Ziel darin, die Modellregionen einem gewissen Ranking zu unterziehen. Nachfolgend werden die Ergebnisse des Forschungsprogramms GENESIS zusammenfassend dargestellt.

Bewertung aus Sicht der geologischen Situation

Alle Modellregionen erfüllen die Mindestanforderungen des AkEnd. Der wissenschaftliche Kenntnisstand ist in der Modellregion Nord-1 durch zahlreiche stratigraphische und sedimentologische Forschungsberichte zu den Unterkreidesedimenten des NSB hoch und wird nur noch vom Kenntnisstand in der Modellregion Süd-2 übertroffen, da die geowissenschaftlichen Untersuchungen der NAGRA am Standort Benken auf den Standort übertragbar sind. Weniger günstig ist die geringere flächenmäßige Ausdehnung in der Modellregion Süd-2, bedingt durch die Lage im Grenzgebiet und zur Erdbebenzone 2. Sie lässt keine größere Flexibilität bei der näheren Standortauswahl zu. Darüber hinaus wird an der Modellregion Nord-1 positiv bewertet, dass ein durchgehendes, über 1.200 m mächtiges Tonprofil vorgefunden wurde. Die Einlagerungsschicht, der Hedbergellen-Mergel, ist ca. 200 m mächtig, weiträumig über mehrere Hundert km² verbreitet und wird im Liegenden und Hangenden von Schichten mit hohen C_{org.}- und Pyritgehalten begleitet, die sich im Störfallszenarium als Dif-

fusionssperren für die Radionuklid Ausbreitung auszeichnen könnten. Außerdem ist für den Hedbergellen-Mergel bedingt durch seine Karbonatanteile eine höhere Festigkeit gegenüber reinen Tonen und damit eine gebirgsmechanisch günstigere Situation zu erwarten. Die Schichtenfolge der Modellregionen Süd-1, Süd-2 und Nord-2 zeichnet sich durch eine hohe Variabilität an Gesteinen aus und enthält mehrere Grundwasserleiter.

Bewertung aus Sicht der thermischen Auslegung

Die Gebirgstemperatur im Einlagerungsbereich hat sehr großen Einfluss auf das thermische Gesamtsystem. Je geringer die Ausgangstemperatur ist, desto mehr thermische Leistung kann das umgebende Gebirge aufnehmen ohne Überschreitung der Auslegungstemperatur. Der zweite entscheidende Einflussfaktor ist die Wärmeleitfähigkeit des Gesteins. Je höher die Wärmeleitfähigkeit des umgebenden Gebirges, desto mehr Raum wird für die eingeleitete Wärme genutzt und desto günstiger sind die thermischen Bedingungen für die Lagerung des radioaktiven Abfalls. Neben der Gebirgstemperatur und der Wärmeleitfähigkeit des Wirtsgesteins beeinflusst die Zwischenlagerzeit der Abfallbehälter, in der die Abfallbehälter zur Abkühlung an der Atmosphäre gelagert werden, die Einlagerungsdichte. Hinsichtlich der Ausgangstemperatur sind die Modellregionen Nord-1 (-335 m) und Süd-2 (-400 – -350 m) aufgrund ihrer geringen Tiefenlage günstiger für die Endlagerung als Nord-2 (-800 – -750 m) und Süd-1 (-790 m).

Bewertung aus Sicht der gebirgsmechanischen Verhältnisse

Die Tiefenlage wirkt sich direkt auf die Spannungen in Gebirge und den Ausbau aus. Je geringer die Tiefenlage, desto einfacher und kostengünstiger ist die Auffahrung und der Ausbau von Strecken eines Endlagers. Zudem hat das Endlagerkonzept (z. B. Strecken- oder Bohrlochlagerung) signifikanten Einfluss auf die Stabilität der Grube. Im FuE-Vorhaben GENESIS wurden die gebirgsmechanischen Verhältnisse in den Modellregionen Nord-1 und Süd-1 für den Fall der Bohrloch- und Streckenlagerung verglichen. Die Untersuchung ergab, dass die gebirgsmechanischen Verhältnisse in der Modellregion Nord-1 aufgrund der geringeren Tiefenlage des generischen Endlagers (-335 m) günstiger gegenüber der Modellregion Süd-1, wo das generische Endlager in einer Teufe von -790 m liegt.

Abschließende Bewertung der Modellregionen

Die geologische Situation im Bereich der Modellregion Nord-1 hebt sich mit ihrem bis zu 1.200 m mächtigen Tonprofil deutlich von den anderen betrachteten Gebieten ab. Der als potenzieller Einlagerungshorizont gewählte 200 m mächtige Hedbergellen-Mergel ist weitläufig verbreitet und lässt aufgrund seiner karbonatischen Anteile eine vergleichsweise günstigere gebirgsmechanische Situation erwarten.

Aus thermischen Gesichtspunkten sind die Modellregionen Nord-1 und Süd-2 als günstig zu bewerten. Aufgrund der größeren Tiefenlage und damit höheren Ausgangstemperaturen sind

die Modellregionen Süd-1 und Nord-2 eher ungünstig für die Endlagerung im Tonstein. Da die Grubengebäudeplanung direkt an die Resultate der thermischen Auslegungsberechnungen gekoppelt ist, gilt hier das Gleiche, was aus thermischer Sicht genannt wurde. Zusätzlich haben die Modellregionen Nord-1 und Süd-2 aufgrund ihrer geringeren Teufe gegenüber den Modellregionen Süd-1 und Nord-2 erhebliche Vorteile hinsichtlich des Schachtabteufens.

Die Modellregion Nord-1 wird aus der Sicht des Strecken-Stabilitätsanalyse günstiger angesehen als die Modellregion Süd-1.

Insgesamt sind die Modellregionen Nord-1 und Süd-2 günstiger als die Modellregionen Süd-1 und Nord-2. Bei Betrachtung der Modellregion Süd-2 muss auf dessen räumliche Begrenzung (keine Ausweichmöglichkeiten aufgrund der Landesgrenze zur Schweiz) sowie die Nähe zur Grenze der Erdbebenzone hingewiesen werden. Deshalb wird aufgrund der vorliegenden Resultate die Modellregion Nord-1 als das derzeit günstigste Gebiet angesehen.

3 Erkundung

Die IAEA hat im Zusammenhang mit der Endlagerüberwachung ein Endlagerprogramm in sieben Phasen unterteilt [IAEA 2001]:

- (1) Übertägige Erkundung
- (2) Untertägige Erkundung
- (3) Errichtung des Endlagers
- (4) Einlagerung des Abfalls und Errichtung von geotechnischen Barrieren im Nahfeld
- (5) Verfüllung der Einlagerungsstrecken und -kammern
- (6) Verfüllung der verbliebenen Hohlräume und Versiegung des Endlagers
- (7) Nachbetrieb

Die übertägige Erkundung dient der Charakterisierung und Unterscheidung potenzieller Endlagerstandorte. Sie soll zu einem umfassenden Verständnis der Art und der Eigenschaften der übertägigen und untertägigen Umgebung führen, das für die Sicherheitsbewertung und für den Endlagerentwurf verwendet werden kann. Die Erkundung von der Oberfläche aus wird so lange fortgesetzt, bis an einem Standort die Datenlage ausreicht, um ein hohes Eignungspotenzial für ein Endlager festzustellen, so dass zur nächsten Phase der untertägigen Erkundung übergegangen werden kann.

Die untertägige Erkundung ergänzt die übertägig gewonnenen Daten. Sie beinhaltet das Niederbringen von Bohrungen und – in den meisten Endlagerprogrammen – das Abteufen von Zugangsschächten oder Auffahren von Zugangstrecken, die wahrscheinlich auch schon die erste Phase der Endlagererrichtung darstellen. In dieser Phase wird eine vorläufige Planung der Zugangsstrecken erstellt und es werden Daten gesammelt, um den Endlagerentwurf zu optimieren. Mit Beginn der Auffahrung wird eine signifikante Störung des natürlichen Systems verursacht.

Die Erkundung, Charakterisierung und Überwachung des Endlagerstandorts kann in den nachfolgenden Phasen des Endlagerprogramms fortgesetzt werden, um detailliertere Informationen über das Endlager zu sammeln [IAEA 2004].

Im Rahmen der Beteiligung der Öffentlichkeit an der Standortentscheidung, ist es sinnvoll, die Öffentlichkeit laufend über die Ergebnisse der übertägigen und untertägigen Erkundung und die Einschätzung des Eignungspotentials zu informieren.

3.1 Übertägige Erkundung

Nach der Standortauswahl beginnt die Standortuntersuchung mit der flächenhaften Erkundung des mehrere km² großen Modellgebiets von der Oberfläche aus. Aufgrund der im übertägigen Untersuchungsprogramm gewonnenen Daten können erste Aussagen zu der erdgeschichtlichen Entwicklung des geologischen Umfelds in den nächsten Millionen Jahren getroffen werden. Die übertägige Erkundung beinhaltet die geologische Kartierung, die Geofernerkundung, seismische Messungen, die punktweise Erkundung mit komplett gekernten Sondierbohrungen, den Auf- bzw. Ausbau eines Grundwassermessnetzes und nachgeordnete

te geophysikalische und hydraulische Bohrlochuntersuchungen, Bohrkernaufnahmen und Laborversuche.

3.1.1 Geologische und photogeologische Kartierung

Die Basis jeglicher geologischer Begutachtung eines Standortes stellt die geologische Karte dar. Sie wird erstellt, indem folgende im Gelände kartierte Elemente in eine topographische Karte im Maßstab 1 : 25.000 eingetragen werden:

- die räumliche Verbreitung der oberflächennahen Locker- und Festgesteine gleichen Alters und gleicher petrographischer Zusammensetzung,
- Schichtgrenzen der Ablagerungen mit Angaben zum Schichtstreichen und -fallen,
- nachgewiesene und vermutete Störungen und Zerrüttungszonen sowie
- Aufschlüsse (z. B. Tunnel, Böschungen, Schächte, Stollen).

Durch die Konstruktion von Profilschnitten kann ein räumliches geologisches Modell des Untersuchungsgebietes erstellt und die Lagerungsverhältnisse mit Störungszonen und Verwerfungen können beschrieben werden. Das Auffinden von Störungen und Zerrüttungszonen ist von besonderer Relevanz, da sie Diskontinuitäten darstellen, deren hydraulische Bedeutung ermittelt werden muss. Solche potentiell stärker wasserleitenden Zonen können großräumig vernetzt sein und so bevorzugte advective Transportwege bilden. Ausgedehnte tektonische Zerrüttungszonen werden mit den traditionellen Kartierungsmethoden in der Regel jedoch nicht erkannt. Zu ihrer Lokalisierung sind spezielle Methoden wie z. B. die photogeologische Kartierung oder seismische Untersuchungen erforderlich.

Bei der photogeologischen Kartierung werden Luft- und Satellitenbilder auf großräumige Strukturen wie Zerrüttungszonen, Störungen oder Schichtgrenzen, die als Lineationen erkennbar sind, untersucht. Lineationen sind gradlinige bis schwach gekrümmte kartierbare Strukturen mit einem großen Verhältnis von Länge zu Breite. Dabei werden topographische Karten sowohl für die Entzerrung der Luft- und Satellitenbilder als auch zur Identifizierung anthropogener Strukturen (z. B. Straßen) verwendet. Geologische und tektonische Karten werden zum Vergleich zwischen kartierten Lineationen und vorhandenen Strukturen benötigt. Nach Auswertung der Luftbilddaufnahmen kann die Übereinstimmung der Lineationsrichtungen mit z. B. aus der Seismik bekannten Hauptrichtungen der Strukturen und Trennflächen im Untergrund überprüft werden.

3.1.2 Seismische Erkundung

Ziel der seismischen Messungen ist es von der Oberfläche aus zerstörungsfrei die Lage, die Tiefe und die Neigung der unterschiedlichen Gesteinsschichten sowie ggf. von Störungssystemen zu bestimmen. Dies erfolgt durch Erzeugung künstlicher Erschütterungen und anschließendem Empfang der reflektierten Anteile der angeregten elastischen (seismischen) Wellen mit Geophonen. Bei seismischen Erkundungsmethoden werden reflexionsseismische

und refraktionsseismische Messungen unterschieden. Die Reflexionsseismik nutzt die Reflexion der elastischen Raumwellen an Grenzflächen. In der Refraktionsseismik werden seismische Wellen erfasst, die aufgrund der Totalreflexion an Grenzflächen eine größere Strahlenablenkung erfahren haben und dadurch in größerer Entfernung vom Quellpunkt auftreten. Die Auflösung der Refraktionsseismik ist geringer im Vergleich zur Reflexionsseismik, jedoch kann bei der Refraktionsseismik direkt die Ausbreitungsgeschwindigkeit im Untergrund bestimmt werden. Durch die Erschütterungen bzw. Anregungen entstehen Oberflächenwellen und Raumwellen, die sich in ihren Ausbreitungseigenschaften unterscheiden. Die Reflexions- und Refraktionsseismik nutzt diese Raumwellen als Informationsträger in den seismischen Aufzeichnungen, während in der Oberflächenwellenseismik die Oberflächenwellen ausgewertet werden. Die Oberflächenwellenseismik eignet sich aufgrund einer geringen Eindringtiefe nicht für Aussagen zur Ausbildung des Untergrundes in Tiefen von größer 300 m, die für die Endlagerung radioaktiver Abfälle von Bedeutung sind. Die Oberflächenwellenseismik wird zur Erkundung von übertägigen Deponien und zur Auffindung oberflächennaher Störungen angewendet. Hinsichtlich der Identifizierung von möglicherweise hydraulisch wirksamen Störungen des Schichtenverbandes anhand des vertikalen Versatzes von Schichten oder Einzelschollen liegt das Auflösungsvermögen der 3D-Seismik derzeit bei 5 – 10 m.

Im Referenzgebiet lassen sich laut [BGR 2007a] zur Ermittlung der vertikalen und lateralen Ausdehnung der Tonsteininformationen folgende Hauptreflexionshorizonte im Bereich Unterkreide bis Jura nutzen:

- Top Unterkreide,
- im Unteralb,
- etwa Basis Apt,
- etwa Basis Barrême,
- im Unterhauterive,
- Grenzbereich Wealden (Berrias)/Tithon,
- im Oberjura (etwa Basis Kimmeridge),
- im Toarc (etwa Oberfläche sehr Corg-reicher Tonsteine/Posidonienschiefer) und
- im Rhätkeuper.

Überblick über die verfügbaren geologischen Kartierungen bzw. seismischen Erkundungen im Referenzgebiet Nord-1

Geologische Karten sind als Detailkartierungen im Maßstab 1 : 25.000 (GK25) für das Referenzgebiet flächendeckend erhältlich. Die Karten zeigen jedoch nur die Verbreitung, Abfolge und Beschaffenheit der oberflächennahen Gesteine bis 2 m Tiefe. Photogeologische Kartierungen sind nicht bekannt. Da jedoch seit den fünfziger Jahren etwa alle 5 Jahre neue Luftbildserien zur Aktualisierung der topographischen Landesaufnahme angefertigt werden, sind die Grundlagen zur Erstellung der Kartierung verfügbar. Die photogeologische Kartierung ist in einem Gebiet von ca. 100 x 100 km um den Referenzstandort Nord-1 durchzuführen.

Zweidimensionale, seismische Ergebnisse aus der Kohlenwasserstoffprospektion liegen den Erdölfirmen in großer Anzahl vor. Das Material (eine 6-stellige Zahl von Profilkilometern Reflexionsseismik und zusätzlich 75.000 Bohrungen) wurde von der BGR gesammelt, gesichtet und als Grundlage für das *Strukturkartenwerk für Nordwestdeutschland und die deutsche Nordsee – der Geotechnische Atlas von Nordwestdeutschland* verwendet (BGR, 2001). Darin sind Tiefenlinienpläne ausgewählter geologischer Horizonte im Maßstab 1 : 100.000 enthalten. Dieses Kartenwerk mit Informationen über überregionale Strukturelemente wurde zur Profilkonstruktion am Modellstandort verwendet.

Zweidimensionale, reflexionsseismische Messungen zum Gasfeld Thönse, das in der Nachbarschaft des Referenzmodellgebietes liegt, müssten bei den Erdölfirmen vorhanden sein. Anhand dieser Informationen können orientierende Werte zu den Ausbreitungsgeschwindigkeiten der P- (Longitudinal-) und S- (Transversal-) Wellen für die einzelnen stratigraphischen Schichten gewonnen werden. Die Auflösung der Reflexionsseismik ist jedoch auf den Förderhorizont im tiefen Untergrund (2.000 m und tiefer) ausgerichtet und bildet die Unterkreidetone, die in einer flachgründigen Seismik erkundet werden müssten, nicht in der benötigten Genauigkeit ab.

Zur genauen Abklärung der strukturgeologischen und lithostratigraphischen Verhältnisse des Untergrundes ist es erforderlich, eine 3D-Seismik im 10 km² großen Referenzgebiet durchzuführen. Auf der Basis der vorhandenen zweidimensionalen Messungen und des geotektonischen Kartenwerkes können so z. B. lokale, kleinmaßstäbige Störungen detektiert werden, die das regionale Grundwassersystem beeinflussen. Diese lokalen Strukturen müssen in einen regionalen Zusammenhang gestellt werden und anschließend muss ihre geodynamische Bedeutung diskutiert werden. Refraktionsseismische Messungen im Referenzgebiet sind nicht bekannt.

3.1.3 Sondierbohrungen/Schachtvorbohrungen

Nach Auswertung der geologischen Kartierungen und der reflexionsseismischen Messungen kann am Referenzstandort ein einfaches, dreidimensionales Untergrundmodell entwickelt werden. Anhand dieses Modells kann die weitere Erkundung durch Bohrungen gezielt geplant werden. Die Anzahl der Aufschlussbohrungen muss möglichst klein gehalten werden. Dafür gibt es folgende Gründe [Jaritz 1983]:

- Obwohl eine sorgfältige Verfüllung der Bohrungen vorgesehen wird, ist es aus Sicherheitsgründen erforderlich, möglichst wenige Verbindungswege zwischen der Biosphäre und dem Bereich des möglichen Endlagers zu schaffen, um die Funktionstüchtigkeit der geologischen Barriere nicht zu beeinträchtigen.
- Es müssen Sicherheitsfesten um die Bohrlöcher eingehalten werden. Eine zu große Anzahl von Sicherheitspfeilern würde daher die spätere Nutzung wesentlicher Teile der Lagerstätte verhindern.
- Zeitaufwand und Kosten sind möglichst gering zu halten.

In der Deponieerkundung ist es üblich, wenn nur sehr wenige Informationen über den Untergrundaufbau bekannt sind und bei ausgedehnten Objekten, ein regelmäßiges Raster mit Gitterpunktabständen, hier Bohrungen, von 100 m anzulegen. Da die Struktur und Ausbildung des Untergrundes recht gut bekannt ist, wird eine Erkundung des 10 km² großen nach Möglichkeit rechteckigen Untersuchungsgebietes durch vier vertikale Aufschlussbohrungen in den Ecken des Rechtecks vorgeschlagen. Falls Störungen festgestellt werden, ist eine Erkundung mit einer zusätzlichen Bohrung erforderlich, um deren hydraulische Bedeutung abzuklären.

Das Ziel der Sondierbohrungen ist stratigraphische, tektonische, mineralisch-petrographische und geomechanische Informationen über die gesamte Schichtenfolge, insbesondere des Wirtsgesteins, zu erlangen. Dies erfolgt durch die Auswertung des geophysikalischen Bohrlochmessprogramms, die Bohrkernbeschreibungen und Laboruntersuchungen am Bohrkernmaterial. In den Sicherheitskriterien für die Endlagerung radioaktiver Abfälle in einem Bergwerk (Bundesministerium vom 17.12.1982 – RS I 4-517016/2) wird zur Lage der Schachtansatzpunkte erläutert: „Die Schachtansatzpunkte sind unter optimaler Nutzung der geologischen und hydrologischen Gegebenheiten sowie der gebirgsmechanischen Eigenschaften des Deckgebirges/Nebengesteins und der Endlagerformation festzulegen. Durch einen geeigneten Schachtausbau ist sicherzustellen, dass ein Wassereinbruch während des Betriebes und auch nach Stilllegung nach menschlichem Ermessen ausgeschlossen werden kann.“

Nach Auswertung der Bohrergebnisse und nach Abgleich mit den vorliegenden Untersuchungsergebnissen erfolgt eine Beurteilung, ob die geologischen Aufschlussziele der Erkundungsbohrungen erreicht wurden oder ob es sinnvoll ist, weitere Aufschlussbohrungen abzuteufen. Anschließend erfolgt die Festlegung der Schachtvorbohrungen.

3.1.3.1 Technische Durchführung der Sondierbohrungen

Am Referenzstandort Nord-1 sind die Sondierbohrungen über die für die Endlagerung in Frage kommenden Unterkreidetone hinaus bis zur Teufe von etwa 2.000 m zu bohren, um die hydrologische und geologische Gesamtsituation einschließlich des als wasserführend bekannten Wealden-Sandsteins zu erfassen. Folgender Ablauf ist vorgesehen:

- Die Bohrungen sind als Kernbohrungen auszuführen.
- Die Bohrkernsind etwa alle 100 m orientiert zu bohren, um die räumliche Lage der Schichten zu bestimmen.
- Eine erste lithologische Ansprache und anschließende stratigraphische Einstufung der Kernproben erfolgt vor Ort durch den betreuenden Geologen.
- Die stratigraphische Abfolge am Referenzstandort ist nach Auswertung des übertägigen Erkundungsprogramms weitestgehend bekannt. Nach Erreichen der stratigraphischen Grenzen und/oder Änderungen der Lithologie, insbesondere beim Auftreten von Sandsteinen, sind die Bohrtätigkeiten zu unterbrechen und geophysikalische Messserien einzuschalten. Gegebenenfalls sind umfangreiche Wiederholungsmessungen mit unterschiedlichen Sondengeschwindigkeiten durchzuführen.

- Wenn die Bohrung aufgrund geringer Standfestigkeit durch den Einbau von Zwischenrohtouren gesichert werden muss, sind vor der Einbringung der Verrohrung geophysikalische und hydraulische Messungen durchzuführen.
- Bei Zuflüssen sind diese z. B. durch einen Fluidsampler zu beproben.
- Nach Abschluss der Messphase sind drei der vier Bohrungen komplett zu verfüllen. In der verbleibenden Bohrung ist nur der unterste Bohrlochabschnitt bis zu den Unterkreidetonesteinen zu zementieren. Über die Dauer der Betriebsphase ist zur Messung der hydraulischen Parameter ein Beobachtungssystem (Bohrlochstrang mit hydraulischen Packern) einzubauen und auszuwerten.
- Die in den Bohrungen bestimmten geophysikalischen Messdaten sind im Labor an den gewonnenen Bohrkernen zu überprüfen.
- Die abschließende geologische Beurteilung der Bohrung erfolgt anhand von geologischen Schichtenverzeichnissen. Für dokumentarische Zwecke werden alle Kerne fotografiert. Bei der Aufstellung der Schichtenverzeichnisse werden auch die Ergebnisse geophysikalischer Bohrloch- und Labormessungen bewertet und berücksichtigt. Sedimentologische und paläontologische Untersuchungsergebnisse werden zur stratigraphischen Auswertung herangezogen.
- Die abschließende geologische Beurteilung der Bohrung erfolgt anhand von geologischen Schichtenverzeichnissen. Für dokumentarische Zwecke werden alle Kerne fotografiert. Bei der Aufstellung der Schichtenverzeichnisse werden auch die Ergebnisse geophysikalischer Bohrloch- und Labormessungen bewertet und berücksichtigt. Sedimentologische und paläontologische Untersuchungsergebnisse werden zur stratigraphischen Auswertung herangezogen.

3.1.3.2 Technische Messverfahren zur Überwachung der Bohrung

Es gibt eine Vielzahl von technischen Messverfahren, die sich mit dem Zustand der Bohrung (Abweichung der Richtung, der Neigung und des Kalibers), der Verrohrung (Korrosion und mechanische Beschädigung) und der Zementation befassen. Für die lithologische Charakterisierung der Schichtenfolge hat die Kalibermessung, das Kaliber Log (CAL), eine besondere Bedeutung. Kalibererweiterungen weisen auf ein klüftiges Gebirge oder lösliche Gesteine hin, wohingegen Kaliberverengungen durch quellende Tone auftreten können. Die Erfassung des Kalibers ist zur Ermittlung der Bohrlochkorrekturen unbedingt erforderlich. Viele Messungen sind abhängig vom Bohrlochdurchmesser (z. B. Gamma-Gamma Dichtemessung) und müssen korrigiert werden.

Ein Bohrloch ist nur in seltenen Fällen maßhaltig und kreisrund, häufig zeigt es Ausbrüche oder Auskesselungen. Bei der Kalibermessung werden elektromechanische und akustische Meßsysteme angewandt. Bei den mechanischen Kalibermessungen werden am Sondenkörper befestigte Arme durch Federdruck oder hydraulisch an die Bohrlochwand angepresst. Die Spreizung dieser Arme ist ein Maß für den Bohrlochdurchmesser im entsprechenden Azimut.

Der Bohrlochdurchmesser wird durch Abtasten der Wand mit drei, vier oder sechs Messarmen bestimmt. Die Kalibermessungen mit 3-armigen Kalibermessern liefern gemittelte Kurven.

Die mechanische Kaliber-Sonde des Borehole Geometry Tool (BGT) mit zwei paarweise um 90° versetzten Messarmen gibt die Möglichkeit, den Durchmesser in zwei orthogonalen Azimuten zu erfassen. Das System mit der höheren Federspannung liefert dabei den Maximalwert. Die kleine Hauptachse des horizontalen Spannungsfeldes des Gesteins ist eine Vorzugsrichtung für Bohrlochwandausbrüche. Beim 6-armigen Kalibermessgerät werden meist 6 Messwerte unabhängig voneinander aufgenommen und damit die Bohrlochform wesentlich genauer erfasst.

3.1.3.3 Untersuchungsprogramm am Bohrkern und im Bohrloch

Die Bohrkern und die geophysikalischen Messungen werden zur Korrelation der Bohrergebnisse und damit zum überregionalen Schichtenvergleich genutzt. Es können markante Schichtglieder identifiziert werden, die auf Grund ihrer petrographischen Ausbildung als Leit-horizonte bzw. als stratigraphische Bezugshorizonte verwendet werden können. Ein stratigraphisches Normalprofil muss für das Referenzgebiet entwickelt werden, das von Bohrung zu Bohrung übertragbar ist. Im Normalprofil sind enthalten:

- die typische Aufeinanderfolge aller im Geltungsbereich vorhandenen Schichten,
- die Schichtmächtigkeiten, die in etwa den Durchschnittsmächtigkeiten entsprechen,
- charakteristische Kurven der bohrlochgeophysikalischen Messverfahren.

Normalprofile werden hauptsächlich für die lithostratigraphische Gliederung neuer Bohrungen in einem Gebiet genutzt. Mit ihrer Hilfe ist es aber auch möglich, die räumliche Entwicklung und Verbreitung der Schichten sowie die Lagerungsverhältnisse – das Streichen und Fallen von Schichtflächen – im Referenzgebiet zu erfassen. Darüber hinaus können aber auch Abweichungen wie z. B. Schichtausfälle und (hydraulisch wirksame) Störungen des Schichtverbandes erkannt und durch den Vergleich zum Normalprofil lokalisiert und quantifiziert werden.

Bei geophysikalischen Bohrlochmessverfahren werden elektrische, elektromagnetische, radiometrische sowie seismo-akustische Bohrlochmessverfahren unterschieden. Darüber hinaus gibt es noch technische Verfahren, die der Beschaffung bohrtechnischer Informationen dienen und u. a. zur Korrektur von Messwerten aufgrund von Bohrlocheinflüssen durchgeführt werden müssen. Anhand der Bohrloch-Logs können wichtige Formationsgrößen und endlagerrelevante Parameter bestimmt werden, wie

- Mineralogie und Tongehalt mit elektrischen und radiometrischen Verfahren:
Das Eigenpotenzial-Log wird zur Unterscheidung von permeablen von wenig permeablen Formationen eingesetzt. Das Gamma-Log dient der quantitativen Ermittlung des Tongehaltes. Das Eigenpotenzial- und Gamma-Log werden z.T. miteinander kombiniert.

- Porosität mit elektromagnetischen, radiometrischen und akustischen Verfahren:
Zur Bestimmung der Porosität und z.T. der Wassersättigung von Sedimenten werden folgende Messverfahren eingesetzt und z.T. miteinander kombiniert: Akustik-, Gamma-Gamma-, Neutron-Neutron-, Neutron-Gamma- (CNT-), Pulsed Neutron-Log und Widerstandsmessungen sowie Widerstandsmessungen kombiniert mit induktiven Messverfahren. Keines der Verfahren misst das Porenvolumen direkt, aber die Porosität kann aus den Logwerten bestimmt werden, wenn die Mineralogie der Gesteinsmatrix und die diese charakterisierenden petrophysikalischen Parameter bekannt sind. Bei der Ableitung der Porosität aus den Gamma-Gamma-Messungen (Dichte-Log) und dem Akustik-Log sind Korrekturen für das Vorhandensein von Kohlenwasserstoffen und Schwermetallen durchzuführen und der Einfluss toniger Materialien ist zu berücksichtigen [BGR 2007a].
- der Diageneseegrad der Schichtenfolge und die Tektonik mit seismo-akustischen Verfahren:
Das Akustik-Log dient zur Porositätsermittlung, der Bestimmung der Laufzeiten seismischer Wellen im Gestein und der Klüftung. Darüber hinaus kann der Diagenese- bzw. Verfestigungsgrad der Tonsteine durch Kombination mit dem Dichte-Log abgeschätzt werden. Ein Vergleich mit Inkohlungswerten (z. B. Vitritwerte) dient der Verifikation der Ergebnisse [BGR 2007a]. Der Diageneseegrad der Tonsteine ist von Interesse, da verbundene Kluftstrukturen fast ausschließlich in stark diagenetisch überprägten und verfestigten Tongesteinen festgestellt wurden. An diese Kluftstrukturen sind - wenn sie vernetzt sind - hohe Durchlässigkeiten und ein advektiver Transport von gelösten Stoffen gebunden.

Die Bohrlochseismik mittels Vertical Seismic Profiling (VPS) und Geophonversenkmessungen (GVM) ist das Bindeglied zwischen der an der Oberfläche aufgenommenen 2D/3D-Seismik und den Sondierungsbohrungen. Mit Hilfe von seismischen Messungen können zudem aussagefähige, quantitative Angaben zu dem Trennflächeninventar des Gebirges (Tektonik) gemacht werden. Die seismo-akustischen Verfahren dienen darüber hinaus der Kalibrierung der Oberflächenseismik.

Eine detaillierte, vertikale und z.T. horizontale Abgrenzung einzelner Horizonte mit besonderen petrographischen und möglicherweise abweichenden barrierewirksamen Eigenschaften innerhalb der Tonsteinformation kann nur durch Kombination mehrerer Bohrlochlogs (Composite-Logs und Crossplots) erfolgen.

3.1.3.4 Kombination von Bohrlochmessungen und seismischen Daten zur Charakterisierung von Tonsteinen

Die flächenhafte Ausdehnung und die Homogenität des Wirtsgesteins kann durch Kombination bzw. Analyse von zwei Logtypen beurteilt werden. Der eine Logtyp gibt den Tonanteil und der andere Änderungen in einem speziellen petrophysikalischen Parameter (z. B. Widerstand, akustische Impedanz) an. Mit dem Softwarepaket unter dem Namen CORRELATOR [Olea & Sampson 2002] können die Daten ausgewertet werden und eine räumliche Charakterisierung von mächtigen Tonsteinen kann erfolgen. Bei gut vermessenen Bohrungen ist eine gute Verknüpfung zu den von der Erdoberfläche aufgenommenen seismischen Daten möglich. Tests der [BGR 2007a] in verschiedenen Tonregionen Deutschlands zeigen, dass sich dieses Verfahren sehr gut zur detaillierten Charakterisierung von Tonen und Tonsteinen in Hinblick auf ihr regionales Auftreten und ihre Homogenität eignet.

3.1.3.5 Fazit für das Referenzgebiet Nord-1

Als potenzielle Wirtsgesteine für Endlager für radioaktive Abfälle werden Sedimentformationen dann bevorzugt, wenn sie eine einfache Struktur aufweisen. Dies ist der Fall, wenn die Sedimente unter konstanten Ablagerungsbedingungen entstanden sind, die zu einer lateral einheitlichen Lithologie und einem flachen Einfallen der Formationen geführt haben. Unter diesen Bedingungen ist die Interpolation und Extrapolation von Bohrlochmessungen einfach und erlaubt eine zuverlässige Beschreibung des Standortes, ferner ist die Einschätzung zur Langzeitsicherheit belastbarer.

Die Bohrungsdichte ist im Norddeutschen Flachland durch die Exploration nach Kohlenwasserstoffen in den 50er und 80er Jahren recht hoch. Bohrungen im Referenzgebiet sind jedoch nicht bekannt. In der Nähe des Referenzgebietes befinden sich die vollgekernte Forschungsbohrung Wiechendorf 1/86 und die Explorationsbohrungen Großburgwedel 1 – 8, Texas Z1, Heeßel 1 und Fuhrberg E2. Von den Explorationsbohrungen wurden zur Festlegung der stratigraphischen Grenzen der Unterkreideschichten die groben lithologischen Erstansprachen des Bohrkleins und Logs von alten Messverfahren genutzt. Falls weitere Detaildaten vorliegen, sind sie aufgrund des Schutzinteresses der Industrie unveröffentlicht. Anhand der vorliegenden Logs (Widerstands- und Eigenpotenzial-Log) kann aber keine exakte Beschreibung der Schichtenfolge erfolgen. Eine Anwendung der Crossplot-Technik ist für diese Bohrungen nicht bekannt. Die Logs, die zur Ableitung von Porositäten bzw. zur detaillierten Charakterisierung der Schichtenfolge notwendig wären, sind bei neueren Bohrungen nur für die Zielhorizonte, die KW-Speichergesteine, und nicht für die Unterkreide-Tonsteine durchgeführt worden [Kemper 1995].

Zweidimensionale, seismische Daten zum Referenzgebiet müssten bei der Erdölindustrie vorhanden sein. Aber auch hier gilt - vorausgesetzt die geforderten Bohrlochmessungen liegen vor -, dass aufgrund der Unwirtschaftlichkeit eine Kombination mit seismischen Daten im Bereich der Unterkreidetone nicht durchgeführt worden sein dürfte.

Eine bedeutende Rolle für das Referenzgebiet spielt die Kern- und Forschungsbohrung Wiechendorf 1/86, die ca. 10 km entfernt ist. Das Bohrkernmaterial ist sehr intensiv stratigraphisch, sedimentologisch, petrographisch und geochemisch analysiert worden. Die veröffentlichten Ergebnisse sind grundlegend für die Beschreibung der Schichtenfolge am Referenzstandort. In der Bohrung ist die Schichtenfolge Apt – Barrême aufgeschlossen. Sandeinschaltungen wurden in den Unterkreideschichten nicht festgestellt. Geophysikalische Bohrlochmessungen von der Bohrung Wiechendorf 1/86 sind nicht bekannt.

Da sich der Referenzstandort zur Zeit der Ablagerung in der Randlage des Niedersächsischen Beckens befand, sind auf einer Entfernung von 10 km Festlandeinflüsse in Form von lokal sich schnell verändernden Feinsandschüttungen nicht auszuschließen. Eine detaillierte Charakterisierung der Schichtenfolge kann erst durch standortspezifische Untersuchungen erfolgen. Eine genaue Abschätzung des Umfangs des Messprogramms, insbesondere Anzahl der Messungen, ist daher gegenwärtig nicht möglich.

3.1.4 In situ-Erkundung der Temperaturverhältnisse

Die Einlagerung wärmeentwickelnder Abfälle innerhalb der geologischen Barriere „Ton“ basiert auf dem Einsatz einer zusätzlichen geotechnischen Barriere aus quellfähigem Ton (Bentonit) zur langfristigen Rückhaltung von Radionukliden. Um das Isolationspotenzial des Bentonits nicht zu beeinträchtigen, sollte die thermische Belastung auf den Bentonit nach bisherigem Kenntnisstand eine Temperatur von 100 °C nicht übersteigen. Je nach Tiefenlage und regionalen Temperaturverhältnissen ergeben sich unterschiedlich zulässige Temperaturerhöhungen, die im Rahmen der Endlagerauslegung (Kühlzeit der Behälter oder ihre Abstände zueinander) berücksichtigt werden müssen. Zur Ermittlung der natürlichen Gebirgstemperatur sollten in den Erkundungsbohrungen, die mindestens bis zur geplanten Einlagerungstiefe reichen, kontinuierlich Temperaturmessungen erfolgen.

Temperaturmessungen erfolgen im wesentlichen als **Log- oder Permanentmessung**. Bei neu erstellten Bohrungen müssen Temperaturlogs zu verschiedenen Standzeiten der Bohrung gefahren werden. Durch den Spülvorgang während des Bohrens ist das Temperaturfeld signifikant gestört. Durch Messungen zu verschiedenen Standzeiten kann ein Wiederangleich der Temperatur beobachtet und durch geeignete Verfahren auf die natürliche Gebirgstemperatur extrapoliert werden.

Bei einer Permanentmessung wird beispielsweise ein faseroptisches Temperaturmesskabel in die Bohrung gehängt, das über lange Zeit darin verbleibt. Längs dieses Kabels wird dann in definierten Abständen von z. B. 2 m die Temperatur kontinuierlich gemessen. Der Vorteil der Permanentmessung besteht darin, dass der Aufwand erheblich geringer ist und dass man quasi unendlich viele Temperaturlogs bekommt, wobei an jedem Messpunkt der Wiederangleich der Temperatur kontinuierlich aufgezeichnet wird. Darüber hinaus findet keine Verwirbelung der Bohrlochflüssigkeit durch Befahrung mit einer Sonde statt. Die kontinuierliche Aufzeichnung des Wiederangleichs erlaubt, bei Kenntnis der thermischen Spülungsparameter, auch eine Abschätzung der Wärmeleitfähigkeit des Gesteins an jedem Messpunkt, so dass ein Wärmeleitfähigkeits-Tiefen-Profil daraus abgeleitet werden kann. Eine Probe der

Spülflüssigkeit sollte im Labor hinsichtlich Wärmeleitfähigkeit, spezifischer Wärmekapazität und Dichte untersucht werden. Der Vorteil einer Log-Messung liegt in der Tatsache, dass man bei geeigneter Fahrgeschwindigkeit eine bessere vertikale Auflösung erzielt. Beispielsweise erhält man so alle 10 cm einen Messwert.

Temperaturmessungen sind darüber hinaus auch für verschiedene Temperaturkorrekturen (z. B. bei elektrischen Messungen) erforderlich.

3.1.4.1 Felsmechanische In situ-Untersuchungen und Laborversuche

3.1.4.1.1 Laboruntersuchungen

Aus den Versuchsergebnissen werden für die einzelnen mechanischen Gebirgsbereiche Kennwerte, Parameter und deren Bandbreiten gewonnen, um standortspezifische Stoffgesetze zu entwickeln, die in Modellrechnungen zur Auslegung, Optimierung und zur Standsicherheits- bzw. Langzeitsicherheitsanalyse verwendet werden. Die Laborversuche werden unterteilt in Kriech- und Festigkeitsuntersuchungen. Bei der Durchführung der Versuche muss immer eine Beachtung der Drainagebedingungen, des Wassergehalts und der sedimentationsbedingten Anisotropie erfolgen. Die Prüfverfahren und Auswertung der Messwerte werden in [Lux 1984] beschrieben. An den Bohrkernen sind folgende Kennwerte zu bestimmen:

- Bruchfestigkeit und Nachbruchfestigkeit,
- Bruchverformung,
- statische und dynamische Steifemoduli (Verformungs-, Tangenten-, Sekantenmodul),
- zeitabhängige Deformationsprozesse (Konsolidierung, Kompaktion, Kriechen und Kriechbruch),
- Dilatanzgrenze und Dilatanzparameter,
- Bruchkriterium.

Die standortspezifische Sicherheitsanalyse schließt auch Störfälle in der Betriebs- und Nachbetriebsphase ein. Zur Vermeidung von Störfällen ist die sichere Auslegung von Grubenbereichen und des gesamten Grubengebäudes eine Grundvoraussetzung. Zur Abschätzung von Sicherheitsabständen zwischen Hohlräumen und der Entwicklung der Auflockerungszone ist die Bestimmung der Grenztragfähigkeit erforderlich.

Die zeitabhängigen Deformationsprozesse sind weiterhin von besonderer Wichtigkeit, da die Beschreibung und Beurteilung der Entwicklung des Systems die Kenntnis des rheologischen Verhaltens des Tonsteines voraussetzt. Um die Entwicklung des Systems Abdichtung/Wirtsgestein in der Betriebs- und Nachbetriebsphase beschreiben zu können, sind auch Untersuchungen zur Dilatanzgrenze erforderlich, da die Gesteinspermeabilität nach Überschreitung der Dilatanzfestigkeit deutlich ansteigt. Die Entwicklung eines Dilatanzkriteriums ist notwendig, um für die ausgewählte Tonformation den Sicherheitsnachweis zu führen bzw.

die Integrität der geologischen Barriere nachweisen zu können. Das Bruchkriterium dient zur Ermittlung bzw. Zulässigkeit der Verwendung des Stoffmodells für die Modellierung.

Ein weiteres Ziel ist es, Gebirgsbereiche mit gleichen mechanischen Materialverhalten auszuhalten.

3.1.4.1.2 Dilatometer-Versuch

Die Verteilung der elastischen Verformungseigenschaften des Gebirges kann durch Dilatometer-Messungen erfasst werden. Beim Dilatometer-Versuch wird mit Hilfe einer speziellen Einzelpackersonde mit integrierten jeweils um 120° versetzt zueinander angeordneten Wegaufnehmern die Bohrlochwand stufenweise durch Steigerung des Dilatometerdrucks be- und entlastet. Während des Versuches wird die Bohrl Lochdurchmesseränderung (Deformation) in Abhängigkeit vom aufgetragten Druck gemessen. Aus den Messergebnissen ergeben sich Druck-Verformungskurven von denen die Elastizitäts- und Verformungsmoduli des Gebirges abgeleitet werden können. Da bei jedem Versuch die Verformung mit drei Wegaufnehmern gleichzeitig in drei Richtungen gemessen wird, kann die Anisotropie des Gebirges bezüglich seiner Verformungsmoduli bestimmt werden.

3.1.4.1.3 Spannungs- und Deformationsmessungen mittels Hydro-Frac-Test

Zur Bestimmung von Betrag und Richtung des In situ-Primärspannungsfeldes am Standort sind hydraulische Aufreißversuche durchzuführen. Mit den Messungen wird der Betrag der kleinsten Hauptspannung im Untersuchungsbereich bestimmt. Dabei wird in einem abgepackten Bohrl Lochbereich hydraulisch ein Riss erzeugt, dessen Öffnungs- und Schließverhalten durch die vorherrschende Gebirgsspannung bestimmt wird. Da bei der Frac-Erzeugung die Zugfestigkeit des Gebirges überschritten werden muss, kann (sofern keine natürliche Kluft vorhanden ist) auch auf die gebirgsmechanische Festigkeit des Gebirges geschlossen werden.

Vor der Messung wird die Bohrung mit einer Kalibersonde - zur Kontrolle der Maßhaltigkeit und der Qualität der Bohrl Lochwandung - und mit einer Bohrl Lochkamera - um Klüfte im Untersuchungsbereich auszuschließen - untersucht. Die Frac-Sonde ist ein Doppelpacker-Gerät, das am Bohrl Lochmesskabel eingefahren und in der gewünschten Tiefe abgesetzt wird. Der Abstand zwischen den eingesetzten Packern beträgt 2 m. Der zum Messen erforderliche Druck wird mit einem Pumpenaggregat am Bohrl Lochkopf erzeugt und in den abgepackten Bereich geleitet. Der Initialfracdruck, der Wiederöffnungsdruck P_r und der Schließdruck P_s (zur Offenhaltung der erzeugten Klüfte erforderlicher Mindestdruck) werden mit einem Sensor im Bohrl Loch aufgenommen. Die Hauptspannungen im Gebirge werden in der üblichen Auswertung aus diesen Daten wie folgt berechnet (P_p = Porenwasser- bzw. Kluftwasserdruck):

$$\begin{aligned} S_{\min} &= P_s \\ S_{\max} &= 3 P_s - P_r - P_p \end{aligned}$$

Hierbei wird vorausgesetzt, dass der Frac sich vertikal in Richtung der größten horizontalen Hauptspannung fortpflanzt und eine Hauptachse des Spannungstensors in der Bohrlochachse orientiert ist.

Da mit dem Schließdruck P_s die senkrecht auf die Fracoberfläche wirkende Gebirgsspannung ermittelt wird, ist insbesondere diese Gebirgsspannungskomponente mit hoher Genauigkeit zu bestimmen. Für die Erfassung der räumlichen Lage der Hauptspannungen muss die Fracorientierung im Bohrloch ermittelt werden. Dies kann im Anschluss an die Messung z. B. durch den Akustic-Televiewer geschehen.

3.1.5 Vertikales und radiales Auflösungsvermögen der einzelnen Bohrlochmessverfahren

Inwieweit geophysikalische Bohrlochmessungen zur Beurteilung der räumlichen Ausdehnung von Gesteinsschichten mit gleichen mineralogischen und physikalischen Eigenschaften (Homogenbereiche) beitragen, hängt von der vertikalen und radialen Auflösung der Einzelschichten ab.

Das vertikale Auflösungsvermögen beschreibt die Fähigkeit eines Verfahrens, Schichten bzw. Bereiche mit einem bestimmten Kontrast der physikalischen Eigenschaften voneinander exakt abzugrenzen und ihre Lage teufenmäßig zu bestimmen. Da die vertikale Auflösung nur im dm-Bereich liegt (Tabelle 3-1), schränkt sie die Interpretation der Messdaten ein. Die begrenzte Vertikalauflösung der Messsonde bewirkt i.A. einen Integrationseffekt (Mittelwertbildung). Dem steht als Kontrast der ins mikroskopische Detail reichende Informationsinhalt der Bohrkerne gegenüber. Aus diesem Grund ist die Korrelation oft sehr problematisch, da auch die teufengerechte Zuordnung des Logs und des Bohrkerns mit unterschiedlichen Messverfahren ermittelt wird. Die Messteufe kann bei den geophysikalischen Logs z. B. durch Kabelstreckung beeinflusst sein. Bei der Teufe der Verrohrung können additive Fehler beim Verschrauben der Rohre auftreten. Zur Lösung des Problems wird bei den Bohrungen der Erdöl-Erdgas-Exploration eine Korrelation zwischen den Kernen und den Bohrlochmessungen an geologischen Markerhorizonten vorgenommen. Z. B. wird das gemessene Gamma-Ray-Log mit Gamma-Ray-Messungen am Kern verglichen. Darüber hinaus ist das vertikale Auflösungsvermögen stark von der Sondenfahr Geschwindigkeit abhängig. Bei Routinemessungen mit einer Sondenfahr Geschwindigkeit von 4 – 6 m/min beträgt es z. B. bei Gammamessverfahren 15 – 30 cm. Bei extrem geringen Sondenfahr Geschwindigkeiten kann das Auflösungsvermögen der Einzelschichten durch Stapelung von Mehrfachmessungen bis auf etwa 10 cm verbessert werden.

Die radiale Eindringtiefe ist definiert als der zylindrische Bereich, aus dem 90 % des Formationssignals kommt und die als radiale Entfernung von der Bohrlochwand angegeben wird. Sie ist neben den Konstruktionsmerkmalen der Sonden auch sehr stark von der Bohrlochbeschaffenheit und von der Lithologie abhängig.

In Tabelle 3-1 sind die wichtigsten geophysikalischen Bohrlochmessverfahren in sedimentären Ablagerungen mit den radialen Eindringtiefen des Signals aufgelistet. In der Spalte

Anmerkung sind Einflussfaktoren auf die Eindringtiefe angegeben. Als Randbedingungen sind für die Angaben in [NLfB 1986a] vorgegeben:

- ein Bohrlochdurchmesser von 8½ " (216 mm),
- eine konventionelle Wasserspülung,
- ein homogenes Sedimentgebirge mit niedriger Effektivporosität,
- ein Sondendurchmesser von 3½ " (89 mm) und

dass die Sonde an Bohrlochwand anliegt bzw. beim Sonic Log zentriert ist .

Tabelle 3-1: Mittlere radiale Signaleindringtiefe für sedimentäre Ablagerungen nach [NLfB 1986a] und [Fricke & Schön 1999].

Messmethode/-gerät	Radiale Eindringtiefe* (r) (m)	Vertikales Auflösungsevermögen** (m)	Anmerkung
Elektrische Messverfahren			
Potenzialmessung (SP-Log)	k.A.	1,5	-
Elektromagnetische Messverfahren			
Dual Laterolog (DLL) / Micro Spherically Focussed Log (MSFL)	$4 \cdot 10^{-2}$	$6,0 - 7,5 \cdot 10^{-1} / 1,0 - 3,0 \cdot 10^{-1}$	(zwei Messbereiche)
Laterolog (Messung während es Bohrvorganges)	$1 \cdot 10^{-1}$	-	$r = f$ (Porosität, SW, RMA, RMUD)
Formation Micro Scanner Tool (FMST)	$3 \cdot 10^{-2}$	$5 \cdot 10^{-2}$	$r = f$ (Porosität, RHOB, SW)
Compensated Neutron Tool, Neutron-Thermal Neutron Log (CNT)	$2,5 \cdot 10^{-1}$	$4,6 - 6,0 \cdot 10^{-1}$	$r = f$ (HKONZ, Porosität, RHOB)
Radioaktive Verfahren			
Gamma-Ray Log (GR)	$1,3 \cdot 10^{-1} / 1,5 - 2,0 \cdot 10^{-1**}$	$2,0 - 3,0 \cdot 10^{-1}$	$r = f$ (Porosität, RHOB, RKONZ)
Natural Gamma Spectrometer (NGS)	$1,7 \cdot 10^{-1}$		$r = f$ (RHOB, RKONZ)
Gamma-Gamma-Log (LDT, Litho Density Tool)	$1,3 \cdot 10^{-1}$	$4,6 - 6,0 \cdot 10^{-1}$	$r = f$ (Porosität, RHOB, SW)
Gamma Spectrometer Tool (GST)	k.A.	k.A.	
Neutron Pulse Decay – 100 Channel Analysator (PDK-100)	$3 \cdot 10^{-1}$	-	$r = f$ (HKONZ, SIG, RHOB) in zwei Spektralbereichen
PEF-Log	k.A.	$4,6 \cdot 10^{-1}$	-
Seismo-akustische Verfahren			
Akustik-Log; Borehole Compensated Sonic (BHC)	ca. bis 10^{-1}	$6,0 \cdot 10^{-1}$	$r = f$ (Porosität, SW, RHOB, F, WM)
Borehole Acoustic Televiwer (BHTV)	-	-	Optisches Verfahren
Seismic Acquisition Tool (SAT) Triaxiale Geophonkette	$10^3 - 5 \cdot 10^3$	k.A.	$r = f$ (Anregungsenergie, F)
Spannungs- und Deformationsmessungen			
Hydrofrac-Versuche	bis 10^2	-	$r = f$ (PEF, PHIS, PFRAC)

*: [NLfB 1986a]

**: [Fricke & Schön 1999]

Abkürzungen:

F	=	Senderfrequenz und frequenzabhängiger Gütefaktor
HKONZ	=	Wasserstoffkonzentration
PEF	=	Effektivdruck
PHIS	=	Sekundärporosität
PFRAC	=	Frac-Druck
RHOB	=	Massendichte, Gesamtdichte
RMA	=	elektrische Widerstand der Gesteinsmatrix
RMUD	=	Spülungswiderstand
SIG	=	Neutronen Einfangquerschnitt
SW	=	Wassersättigung
WM	=	Wellenmodus (P-, S- oder geführte Wellen)

Fazit:

Aus der Tabelle 3-1 geht hervor, dass die seismischen und geomechanischen Verfahren die höchste Eindringtiefe zeigen. Die anderen Messverfahren erschließen radial nur einige dm der Formation. Die ersten cm des Bohrloches sind jedoch durch den Bohrvorgang mechanisch und durch die Infiltration der Bohrlochspülung am stärksten geschädigt, so dass Korrekturen der Messwerte unerlässlich sind. Die Messwerte müssen durch geotechnische Untersuchungen bei der untertägigen Erkundung überprüft werden. Eine räumliche Analyse zur Homogenität von Ton- und Siltstein-Folgen ist nur durch die Korrelation der Bohrlochmessverfahren mehrerer Bohrungen an einem Normalprofil möglich.

Hohe radiale Eindringtiefen von mehr als 100 m leistet zudem die Bohrlochgravimetrie, die über Relativmessungen der Schwerebeschleunigung Informationen über die Gesteinsdichte liefert. Sie findet bei der geotechnischen Prospektion von Fest- und Lockergesteinen praktisch keine Anwendung, da die Dichtunterschiede oft zu gering sind.

3.1.6 Laborversuche am Bohrkernmaterial

An Proben aus ausgewählten Bohrkernen sind die petrophysikalischen, mineralogischen, stratigraphischen und thermophysikalischen Kennwerte der Schichtenfolge am Referenzstandort im Labor zu bestimmen. Die Untersuchungsmethoden zur Bestimmung der Permeabilität, Porosität und Sorption sind im Kapitel Hydrologie dargestellt.

3.1.6.1 Korngrößenanalyse

Die Korngrößenverteilung ist ein sehr wichtiges Merkmal zur Charakterisierung von Sedimentgesteinen und dient zur besseren Beurteilung deren petrophysikalischen Verhaltens.

Die Teilchengrößenfraktionierung ist die wichtigste Methode zur Anreicherung und Abtrennung bestimmter Tonminerale. Sie gibt auch über die Veränderung des Mineralbestandes, der Kristallinität und die Fehlordnung einzelner Tonminerale wichtige Hinweise auf die Bildung und Veränderung der Tonminerale. Zur Bestimmung der granulometrischen Zusammensetzung (Ton-, Schluff- und Sandgehalt) wird die Kornverteilung anhand von Siebanalysen, Sedimentationsanalysen und kombinierten Sieb- und Sedimentationsanalysen bestimmt. Die Korngrößeneinteilung nach der DIN-Norm entspricht der Einteilung nach Attenberg.

Die Abtrennung der gröberen Fraktionen größer 20 µm erfolgt durch eine Trockensiebanalyse. Die anschließenden Fraktionen werden durch eine Sedimentationsanalyse (Schlämmanalyse) gewonnen. Liegen größere Anteile mit einem Korndurchmesser > oder < 0,063 mm vor, wird die kombinierte Sieb-Sedimentationsanalyse herangezogen. Die Durchführung und Auswertung der Versuche erfolgte nach DIN 18123. Als Ergebnis erhält man eine Kornverteilungslinie (Summenkurve), die im halblogarithmischen Maßstab dargestellt wird. Aus den Summenkurven können die Korngrößen bei bestimmten Prozentdurchgängen (Percentile) bestimmt werden.

In Lockergesteinen ist der Feinkornanteil der Größe d_{10} (Korngrößenanteil bis 10 % des Gesamtgemenges) hinsichtlich der hydraulischen Leitfähigkeit entscheidend. Die hydraulische Leitfähigkeit kann aber nur für d_{10} -Wert von größer 0,06 mm nach [Beyer 1964] und für d_{10} -Wert von größer 0,1 mm nach [Hazen 1893] bestimmt werden.

Die gebräuchlichste Ermittlung des Durchlässigkeitsbeiwertes ist nach [Hazen 1893] entsprechend der Gleichung

$$k_{\text{HAZEN}} = 0,0116 \cdot (d_{10}[\text{mm}])^2 \text{ [m/s]}$$

Diese Gleichung gilt aber nur für Sand mit einer Ungleichförmigkeitszahl von $U = 5$ und einem wirksamen Korndurchmesser d_{10} von ungefähr 0,1 mm. Die Ungleichförmigkeitszahl U ist nach DIN 18196 ein Maß für die Steilheit der Körnungslinie im Bereich zwischen d_{10} und d_{60} nach der Gleichung

$$U = d_{60}/d_{10}$$

Die Ermittlung des Durchlässigkeitsbeiwertes (in m/s) nach [Beyer 1964] ist auch für andere Ungleichförmigkeitszahlen möglich. Die Berechnungsformel ist für einen wirksamen Korndurchmesser d_{10} von 0,06 mm bis 0,6 mm gültig:

$$k_{\text{BEYER}} = C \cdot (d_{10}[\text{mm}])^2 \text{ [m/s]}$$

Der Faktor C ist abhängig von der Ungleichförmigkeitszahl U (z. B. $C = 0,011$ für $U = 1,0 - 1,9$).

Die Aufbereitung von verfestigten Tongesteinsproben zur Bestimmung der Kornverteilung ist aufwendiger, da zuerst die Carbonate, Huminstoffe und Eisenoxide entfernt und ein pH-Wert > 7 aufrecht gehalten werden muss. Die Dispergierung des Materials erfolgt häufig durch die Zugabe einer 0,025 prozentigen Ammoniaklösung. Die Trennschritte der einzelnen Kornfraktionen (bis herab zu 0,01 μm) werden nach dem Zentrifugen-Atterbergverfahren durchgeführt. Hierbei werden sogenannte Äquivalentkorngrößen nach dem STOKES'schen Gesetz ermittelt. Über die Versuchsdurchführung und genaue Vorschriften informieren beispielsweise Lehrbücher von [Gillott 1987], [Heim 1990] sowie [Jasmund & Lagaly 1993].

3.1.6.2 Quantitative Untersuchungen zur Karbonatverteilung

Die karbonatischen Anteile in Tonsteinen haben einen nicht unerheblichen Einfluss auf das petrophysikalische Verhalten (z. B. Festigkeit) der Schichten. Außerdem dienen die Karbonatgehalte einer genauen petrographischen Klassifizierung der Gesteine. Karbonatminerale, vor allem Kalzit, puffern die Zusammensetzung des Porenwassers, so dass äußere Störungen des geochemischen Systems durch schnell ablaufende Reaktionen wie Kalzitlösung/-ausfällung wesentlich abgemildert werden.

Die Bestimmung des Kalkgehaltes kann semiquantitativ durch Behandlung des Probenmaterials mit verdünnter Salzsäure unter Beobachtung der chemischen Reaktion erfolgen. Die quantitative Bestimmung erfolgt auf coulometrischem Weg nach SCHEIBLER wie in der DIN 18129 beschrieben.

3.1.6.3 Bestimmung des Wassergehaltes und der Konsistenz

Von großer Bedeutung ist der Kompaktionsgrad und damit der Wassergehalt des Tonsteins. Auch die Festigkeit des Tonsteins lässt sich mit dem Wassergehalt korrelieren. Das Deformationsverhalten ist bei hohen Wassergehalten eher plastisch, dahingegen führen geringe Wassergehalte zu einer wesentlichen Erhöhung der Festigkeit.

Weiterhin kann unter der Annahme, dass im gesättigten porösen Medium alle Poren mit Wasser gefüllt sind, aus dem Gewichtsverlust von bergfeuchten Gesteinsproben durch Trocknung eine Porosität berechnet werden. Da um Tonminerale in der wassergesättigten Zone mehrere Hydratschichten lagern, ist der Gewichtsverlust von der Temperatur und der Dauer des Trockenvorganges abhängig.

Die Bestimmung des Wassergehaltes erfolgt nach Möglichkeit an ungestörten Proben, durch Ofentrocknung des Materials bei 105 °C gemäß DIN 18121-1.

Die Konsistenz (Verformbarkeit) wird nur an bindigen Böden bzw. Tonen bestimmt. Sie hängt im wesentlichen vom Wassergehalt ab. Die Bestimmung der Konsistenzgrenzen erfolgt nach DIN 18122-1. Ermittelt werden die Fließgrenze (w_L), die den Wassergehalt in % widerspiegelt, bei dem die Probe von der flüssigen in die plastische Zustandsform übergeht, sowie die Ausrollgrenze (w_P), die den Wassergehalt in % am Übergang von der plastischen zur halbfesten Zustandsform angibt. Die Schrumpfgrenze (w_S), die den Wassergehalt am Übergang von der halbfesten zur festen Zustandsform angibt, kann indirekt aus der Beziehung

$$w_S = w_L - 1,5 \cdot I_p$$

ermittelt werden.

Die Plastizitätszahl (I_p) ist der Unterschied zwischen Fließgrenze und Ausrollgrenze. Sie errechnet sich nach DIN 18122-1 aus:

$$I_p = w_L - w_P$$

Aus dem nach DIN 18121-1 bestimmten Wassergehalt der Probe sowie der Fließgrenze und der Plastizitätszahl lässt sich nach DIN 18122-1 die Konsistenzzahl (I_C) berechnen:

$$I_C = (w_L - w) / I_p$$

Mit Hilfe der Konsistenzzahl kann die Zustandsform eines Sedimentes bestimmt werden. Die Abgrenzung der Zustandsformen ist von [Atterberg 1911] festgelegt worden. Demnach bedeutet:

$I_p = 0 - 0,50$	breiig
$I_p = 0,50 - 0,75$	weich
$I_p = 0,75 - 1,00$	steif
$I_p > 1,00$	halbfest

Liegt der Wassergehalt einer Sedimentprobe unter dem Wert der Schrumpfgrenze ist die Zustandsform fest. Die Ermittlung des Bodentyps erfolgt nach DIN 18196 mit Hilfe des Plastizitätsdiagramms nach Casagrande.

3.1.6.4 Mineralogische Untersuchungen

Die mineralogische Zusammensetzung beeinflusst zahlreiche geologische, geochemische und felsmechanische Eigenschaften der Schichtenfolge.

Von besonderem Interesse ist die Bestimmung der gesteinsaufbauenden Tonminerale und ihre Verteilung im Gesteinsverband, da sie durch ihr Quell- und Schrumpfverhalten die Entwicklung der Porosität sowie Permeabilität und damit des Isolationspotenzials im wesentlichen beeinflussen. Ein Schwerpunkt liegt auf dem Nachweis und der Identifizierung von quellfähigen Tonmineralen wie Smektiten und Vermikullit sowie smektithaltigen Wechsellagerungsmineralen, wie Illit-Smektit-Wechsellagerungen. Die Quellfähigkeit nimmt bei Illiten und Kaoliniten signifikant ab bzw. ist vernachlässigbar. Chlorite sind nicht quellfähige Tonminerale.

Neben den Tonmineralen wird der Gehalt an Quarz, Albit und Kalifeldspat sowie die relativen Anteile der Karbonatminerale quantifiziert. Die Bestimmung erfolgt mittels Röntgendiffraktometrie.

Die Schwermineralanalyse ist eine Methode zur Gliederung und Deutung von sedimentären Ablagerungen. Sie wird häufig bei Sanden und Sandsteinen angewendet. Unter Schwermineralen versteht man i.a. Minerale mit einer Dichte über 2,9 g/cm³, wie z. B. Granat, Turmalin und Zirkon. Die Abtrennung von Quarz und Feldspat (~ 2,6 g/cm³) erfolgt aus zerkleinertem Gesteinsmaterial mit Hilfe von Schwereflüssigkeiten (z. B. Bromoform). Im Idealfall lässt sich aus der Verteilung der Schwerminerale eine Gliederung der Schichtenfolge und die Herkunft des Sedimentes ableiten.

3.1.6.5 Stratigraphische Untersuchungen

Eine erste stratigraphische Einstufung der Bohrkerns erfolgt aufgrund einer lithologischen Ansprache des Bohrkerns durch den die Bohrtätigkeiten betreuenden Geologen vor Ort. Hierbei werden lithologische Wechsel (z. B. von Tonstein zu Sandstein), die charakteristisch überregional in geologischen Zeitstufen auftreten, benutzt. Die genaue Zeit- und Altersbestimmung der erbohrten Schichtenfolge erfolgt anhand von stratigraphischen Labormethoden. Folgende Methoden kommen häufig zur Anwendung:

- paläontologische Untersuchungen,
- Leitgeschiebezählungen anhand von Fein- und Grobkiesanalysen und
- Tonmineral- und Schwermineralanalysen (siehe Kapitel 3.1.6.4)

Die Methoden ergänzen sich, da sie jeweils nur für bestimmte Gesteinsarten und Schichten eingesetzt werden können. Die Untersuchungen dienen der Beschreibung der erdgeschichtlichen Entwicklung des Standortes und werden zur Bewertung des Standortes hinsichtlich der Langzeitsicherheit benötigt.

Paläontologische Untersuchungen auf Mikrofossilien und Pollen werden aus schluffigen bis tonigen und/oder humosen Schichten entnommen. Sie erlauben eine biostratigraphische Einstufung und Gliederung der erbohrten Schichtenfolge. Weiterhin können stratigraphische Korrelationen mittels anderer Methoden, z. B. dem Vergleich geophysikalischer Bohrlochdiagramme (Logs), überprüft werden. Für die Untersuchungen werden geringe Probenmengen von maximal 1 kg benötigt. Vorteilhaft ist es die Proben aus einem senkrechten stratigraphischen Profil zu entnehmen.

Die Zählung von Leitgeschiebe anhand von Fein- und Grobkiesanalysen stellt eine Standardmethode zur stratigraphischen Untergliederung der klastischen, quartären Ablagerungen dar. Nördlich der Mittelgebirge wird Norddeutschland an der Oberfläche aus Sedimenten aufgebaut, die im Quartär abgelagert wurden. Das Quartär ist charakterisiert durch einen raschen Wechsel von Warm- und Kaltzyklen. Diese eiszeitlichen Ablagerungen sind etwa je zur Hälfte aus Gletscher- und Schmelzwasserbildungen aufgebaut. Diese Lockersedimente überlagern weitgehend die Unterkreidetonsteine Südniedersachsens. Bei der petrographischen Analyse der Fein- bzw. Grobkiesfraktion werden alle Gerölle und Geschiebe, die sogenannten Leitgeschiebe, bestimmt und statistisch ausgewertet. Da diese Leitgeschiebe einem eng begrenzten Herkunftsgebiet entstammen, sind Rückschlüsse auf großräumige Transportbewegungen möglich. Da jede Vereisung ihr eigenes Strömungsbild aufweist, sind Leitgeschiebe-Auszählungen zugleich zu einem stratigraphischen Hilfsmittel geworden. Nach den Herkunftsgebieten können vier Hauptgruppen unterschieden werden:

- nordische Komponenten,
- südliche Komponenten,
- Quarze und
- Lokalgeschiebe.

Da kleinkalibrige Bohrungen für die Leitgeschiebezählung meist nur wenige Leitgeschiebe (oder grobe Kiese) liefern, kommt diese Methode erst bei großkalibrigen Brunnenbohrungen, Tagesaufschlüssen und beim Schachtabteufen zur Anwendung. Die o.g. Tonmineral- und Schwermineralanalysen sind als Hilfsmittel für eine stratigraphische Gliederung von sedimentären Abfolgen geeignet.

3.1.6.6 Thermophysikalische Untersuchungen

Für eine endgültige Auslegung des Endlagers unter den gegebenen Standortbedingungen ist die Kenntnis der thermophysikalischen Gesteinsparameter der gesamten Schichtenfolge erforderlich. Auslegungsrelevant in diesem Zusammenhang sind die Wärmeleitfähigkeit, die spezifische Wärmekapazität und die Dichte. Diese Parameter spielen eine entscheidende Rolle für die Temperaturentwicklung innerhalb der technischen Barriere und des Wirtsgesteins, so dass ihre genaue Kenntnis von großer Bedeutung ist. Da eine Temperaturänderung in hydraulisch gering durchlässigen Wirtsgesteinen sowohl zu einer Porendruckerhöhung, einer Spannungsänderung als auch zu einer Festigkeitserniedrigung und einer Änderung der Kriechraten sowie zu mineralogischen Änderungen führen kann,

sind die Parameter Wärmekapazität und Wärmeleitfähigkeit sehr wichtig bei der Langzeitentwicklung eines geologischen Lagers [NAGRA 2002b]. Ferner werden die Parameter für geothermische Modellierungen gebraucht.

Die thermischen Gesteinsparameter sind abhängig von Temperatur, Druck, Mineralzusammensetzung, Porosität und Porenfüllung. Die Größe, die durch die Einbringung der wärmeentwickelnden Abfälle signifikant verändert wird, ist die Temperatur. Aus diesem Grund sollen die thermophysikalischen Gesteinsparameter in Abhängigkeit der signifikant veränderlichen Größe „Temperatur“ im Rahmen von Laborversuchen an Bohrkernmaterial ermittelt werden. Neben diesen Kennwerten muss auch die Wärmeausdehnung bestimmt werden. Der Wärmeausdehnungskoeffizient wird benötigt, um die thermisch induzierte mechanische Belastung des Gebirges zu quantifizieren. Bei den Versuchen muss berücksichtigt werden, dass die thermischen Parameter aufgrund der ausgeprägten Anisotropie der Tonsteine richtungs- bzw. schichtungsabhängig sind.

3.1.7 Hydrologie und Hydrochemie

Für die Beurteilung der Sicherheit eines geologischen Tiefenlagers sind die Grundwasserverhältnisse von zentraler Bedeutung, da sie wichtige Rahmenbedingungen für die Freisetzung der Radionuklide aus dem Wirtsgestein und für die Ausbreitung in die Geosphäre definieren. Darüber hinaus bilden die Grundwasserverhältnisse den Ausgangspunkt für die quantitative Bewertung der geologischen Barriersysteme. Die Grundlage der hydrologischen Untersuchungen stellt die Charakterisierung des Wirtsgesteins, der Nebengesteine und der regionalen Aquifere unter Einbezug aller verfügbaren Daten wie z. B. Geometrie, laterale und vertikale Variabilität, Fließverhalten (Kluft-/Porenwassertransport), Verteilung von Durchlässigkeiten dar. Ergänzende Beiträge zum Verständnis der regionalen Grundwasserverhältnisse ergeben sich aus der Hydrochemie.

3.1.7.1 Charakterisierung der hydrologischen Situation der Schichtenfolge

Die hydrologischen Untersuchungen der Schichtenfolgen umfassen vor allem

- die Erkundung der hydraulischen Eigenschaften der regionalen Aquifere (Grundwasserleiter) und Aquitarde (Grundwasserstauer),
- die Gewinnung von Erkenntnissen über hydraulische Verbindungen, Barrieren oder andere hydraulische Inhomogenitäten (z. B. regionaltektonische Strukturen) im Untergrund sowie
- die Beschreibung des hydraulischen Zustands.

Ein wesentliches Ziel ist der Nachweis der Integrität des Wirtsgesteins als primäre geologische Barriere. Der Nachweis kann geführt werden, indem die Diffusion der maßgebende Transportprozess von gelösten Wasserinhaltsstoffen im Wirtsgestein ist und der advective Fluss des Porenwassers eine untergeordnete Rolle spielt. Die Diffusion ist die durch das

Konzentrationsgefälle verursachte Migration gelöster Stoffe im Grundwasser. Sie wird durch den Diffusionskoeffizienten beschrieben. Ein advektiver Transportprozess setzt eine verbundene Poren- oder Kluftstruktur voraus. Der Durchlässigkeitswert in der Höhe von 10^{-12} [m/s] kennzeichnet etwa die Grenze zwischen advektivem und diffusivem, also von der Grundwasserbewegung unabhängigem und daher unvermeidlichem Radionuklidtransport im Grundwasser [AKEnd 2002]. Die Peclet-Zahl-Analyse (Kapitel 3.1.7.1.5) liefert ein Kriterium zur Beurteilung des Transportprozesses.

Der Einfluss von tektonischen Störungen und Störungszonen auf das allgemeine Fließgeschehen ist zu klären. Generell können Störungen entweder spröde deformierte, durchlässige Strukturen oder aber im Gegenteil Zonen mit geringerer Durchlässigkeit darstellen. Durch den vertikalen Versatz von Schichten entlang einer Störung können entweder hydraulische Verbindungen zwischen verschiedenen Aquiferen geschaffen oder Aquifere unterbrochen bzw. in seitlichen Kontakt zu gering durchlässigen Gesteinen gebracht werden.

Zur Klärung der hydraulischen Verhältnisse und damit zur Ermittlung der Eingabedaten für das hydrologische Modell werden hydrologische Karten ausgewertet, Abflussdaten der Oberflächengewässer erhoben und Pumpversuche sowie Bohrlochtests durchgeführt. Wenn weder Pumpversuche noch hydraulische Tests auswertbar sind, kann eine Abschätzung der Durchlässigkeiten der einzelnen Gesteinsschichten anhand von Korngrößenanalysen (siehe Kapitel 3.1.6.1) sowie Permeabilitätsversuchen an ungestörten Proben erfolgen. Details zu sämtlichen hydrogeologischen Untersuchungsmethoden können aktuellen Lehr- bzw. Handbüchern entnommen werden [z. B. Langguth & Voigt 2004, Schreiner & Kreysing 1998].

3.1.7.1.1 Erkundung des oberflächennahen Grundwassers

Abflussdaten der Oberflächengewässer, die das Gebiet um den Referenzstandort entwässern, müssen bestimmt und hinsichtlich des Abflussverhaltens der Gewässer ausgewertet werden. Die Abflussdaten tragen dazu bei, den Austausch zwischen Grundwasser und Oberflächenwasser beurteilen zu können. Weiterhin erlauben sie, die Herkunft und Entstehung des mineralisierten oberflächennahen Grundwasser zu klären. An den Vorflutern, die das Untersuchungsgebiet entwässern, sind Messstellen einzurichten. Die Abflüsse der Vorfluter sind über Pegelaufzeichnungen und Abflusskurven kontinuierlich zu erfassen. Die Grenzen des hydrologischen Modells werden anhand der Lage der Vorfluter und Wasserscheiden festgelegt.

Vom oberflächennahen Grundwasserstockwerk sind die Grundwasserleiter und -geringleiter mit deren Durchlässigkeiten in ihrer Ausdehnung und Mächtigkeit durch hydrogeologische und bodenkundliche Karten bekannt. Die geologisch-lithologischen Angaben der geologischen Karten werden in den hydrologischen Karten durch Hinweise auf Höhenlage des Grundwasserspiegels über Normnull, Flurabstand, Grundwasserfließrichtungen und Beschaffenheit des Grundwassers ergänzt. In den Erläuterungen werden zusätzliche Informationen zum Entwässerungssystem des Gebietes, zu Beschaffenheit und Nutzung des Grundwassers gegeben. In Niedersachsen liegen hydrologische Übersichtskarten im Maßstab von 1 : 500.000 (HÜK 500) und 1 : 200.000 (HÜK 200) flächendeckend vor. Detailkarten

im Maßstab 1 : 50.000 (HK 50) sind jedoch nur lückenhaft vorhanden und für das Referenzgebiet Nord-1 nicht erhältlich. Die verfügbaren topographischen und geologischen Karten im Maßstab 1 : 25.000 (TK25 und GK25) liefern jedoch sehr detaillierte Aussagen zur Grundwassersituation und hydrologisch relevanten Tatsachen, um mit der Planung der Erkundungsmaßnahmen, wie z. B. Festlegen einer Lokation für ein Versuchsfeld für Pumpversuche, beginnen zu können.

3.1.7.1.2 Pumpversuche

Pumpversuche zählen zu den am häufigsten angewandeten Untersuchungsverfahren, um Auskunft über das Leit- und Speichervermögen des Gebirges zu erhalten. Bei diesen Versuchen wird mit einem bekannten Signal in Form einer zeitlich befristeten Wasserentnahme auf ein unbekanntes System, dem Aquifer, eingewirkt. Es sind lediglich die Eingabe- und Ausgabesignale bekannt, die mit Hilfe der allgemein bekannten geologischen und hydrologischen Eigenschaften des Aquifers gedeutet werden müssen. Pumpversuche können stationär und instationär ausgeführt werden. Angaben zur Durchführung und zur Auswertung von Pumpversuchen werden in aktuellen Lehrbüchern wie z. B. [Hölting 1996] und [GLA 1994] gemacht.

Wird nun aus dem Entnahmehrunnen mit einer konstanten Förderrate Wasser entnommen, entsteht in seiner Umgebung ein Absenkungstrichter, der zu einem bestimmten Zeitpunkt (t) eine Reichweite (r) besitzt. Innerhalb des Trichters wird das Standrohrspiegelgefälle in den Beobachtungsbrunnen aufgenommen. Daraus lässt sich der hydraulische Gradient ableiten, der zum Brunnen hin ausgerichtet ist. Ändern sich Absenkung und Reichweite nicht mehr, so dass die Förderrate aus dem Brunnen gleich der Zuflussrate ist, hat sich der stationäre Zustand eingestellt. Bei Pumpversuchen in Kluftaquiferen wird die Einstellung des stationären Zustandes nicht abgewartet, da eine außerordentlich lange, d. h. kostenaufwendige, Pumpzeit erforderlich ist. Die Einstellung eines instationären Zustandes reicht schon aus um einen Pumpversuch auszuwerten. Im instationären Zustand sind Förderrate und Rate des Zuflusses von außen her ungleich groß. Die Absenkung kennzeichnet eine Vorratsentnahme von Grundwasser aus dem Porenraum. Für stationäre und instationäre Strömungsverhältnisse sind naturgemäß verschiedene Berechnungsverfahren erforderlich. Anhand der raum(r)-zeitlichen(t) Auswertung der Veränderungen der Grundwasserstände (Grundwasserpotentiale) können folgende Eigenschaften und Kenndaten ermittelt werden:

- grundwasserleitende Eigenschaften (Transmissivität und Durchlässigkeit),
- grundwasserspeichernde Eigenschaften (Speicherkoeffizient und spezifischer Speicherkoeffizient),
- Richtungsabhängigkeit hydraulischer Kenndaten (hydraulischer Gradient bei vertikalen und horizontalen Anisotropien),
- Lage und Wirksamkeit hydraulisch wirksamer Aquiferränder (Stau- und Infiltrationsgrenzen),
- Leckagen und vertikale Durchlässigkeiten geringleitender über- bzw. unterlagernder Schichten (Leckagefaktoren, hydraulische Widerstände),

- Brunnen- und Bohrlocheinflüsse (Brunnenverlust, Brunnenspeicherung, Bohrlochwandeffekte).

Die Voraussetzungen zur Anwendung von Pumpversuchen ist ein hydraulisch zusammenhängender, frei beweglicher Grundwasserkörper in der Schichtenfolge des Untersuchungsgebietes. Dieser Grundwasserkörper im Tonstein ist im wesentlichen auf Deformationsstrukturen wie Trennflächen und Klüfte beschränkt. Neben der Häufigkeit der Deformationsstrukturen ist für die Gebirgsdurchlässigkeit entscheidend, ob sie miteinander vernetzt sind und ob sie mit Mineralisationen gefüllt sind.

Hydrologische Untersuchungen von [NLfB 1986b] an plastischen Unterkreide-Tonsteinen (im Apt, östlich von Hannover) zeigen, dass die Klüftigkeit gering ausgebildet ist und dass die Klüfte vielfach nicht miteinander vernetzt sind. Der im Untergrund frei bewegliche Teil des Grundwassers wird als gering beschrieben. Im Modellgebiet Nord-1 können für den mobilen Grundwasseranteil Gesteinsdiskontinuitäten, wie z. B. Geodenlagen im Barreme, oder die Ausbildung des Gesteins, wie z. B. das Auftreten von C_{org}-reichen Blättertonlagen (Fischschiefer des Apt), an Bedeutung gewinnen. Diese Schichten können höhere Durchlässigkeiten im ansonsten vergleichsweise geringdurchlässigen Gesteinskomplex aufweisen.

Die förderbare Grundwassermenge aus dem Gebirge begrenzt die Ermittlung der Gebirgsdurchlässigkeit mit Hilfe von Pumpversuchen. Der Grenzwert, bis zu dem Pumpversuche ausgewertet werden können, liegt nach Untersuchungen von [NLfB 1986b] in den Unterkreide-Tonen des Niedersächsischen Beckens bei Gebirgsdurchlässigkeitsbeiwerten von $k_f = 5 \times 10^{-8}$ [m/s] bis 1×10^{-7} [m/s].

3.1.7.1.3 Hydraulische Bohrlochtests

Die hydraulischen Bohrlochtests werden in den Sondierbohrungen ausgeführt. Sie erlauben im Gegensatz zu den Pumpversuchen jedoch nur eine räumlich eng begrenzte Bestimmung der hydraulischen Kennwerte. In der Regel werden dabei allgemeine Randbedingungen wie homogene, isotrope, unbegrenzte und ungespannte Grundwasserleiter zugrundegelegt.

Der **Drill Stem Test (DST)** wird vorwiegend während des Abteufens einer Bohrung eingesetzt. Zur Isolierung der Testintervalle werden an einem Packergestängerohr Einfach- oder Mehrfachpacker abgesetzt. Im ersten Fall wird das Bohrloch unterhalb des Packers, im zweiten Fall die Strecke zwischen den Packern getestet. Der erfasste Gebirgsbereich beträgt einige Dezimeter bis mehrere Meter. Am unteren Ende eines Packergestängerohres ist ein Testventil eingebaut, mit dem die Verbindung zwischen dem abgepackten Bohrlochintervall und dem Gestängerohr geöffnet und geschlossen werden kann. Nach und während des Tests werden kontinuierlich Druck und Temperatur in der abgepackten Strecke und im Gestänge gemessen und als Funktion der Zeit registriert. Die Form der Druckkurven, die erreichten Drücke und die dazugehörigen Zeiten erlauben auf der Bohrstelle einen ersten Überblick über das hydrostatische Niveau, hydraulische Durchlässigkeit und Transmissivität. Eine genauere Interpretation der Kurven erfolgt unter der Voraussetzung konstanten Zustroms in der Fließphase nach [Theis 1935] oder [Horner 1951]. Musterkurven gibt es für eine Viel-

zahl möglicher Formationstypen (homogen, heterogen, Porensysteme, Kluft-Matrix-Porensysteme), Anfangsdruckverläufe unter Berücksichtigung des Bohrlochspeicher- und Bohrlochwandeffekts (Skin-Effekt) und für die späte Druckverlaufsphase. Heute überwiegen numerische Auswerteverfahren.

Der DST liefert brauchbare Ergebnisse in mäßig durchlässigen Horizonten. Für sehr durchlässige und sehr gering durchlässige Zonen sind sie nicht geeignet, da die Kurven des registrierten Druckverlaufes entweder zu steil oder zu flach werden. Bei niedriger Permeabilität werden zur Verkürzung der erforderlichen Testdauer Wasserinjektions-Tests (Pulse-Injektion-Tests) durchgeführt.

Der Slug-Bail-Test ist wie der DST für die Bestimmung der Durchlässigkeit im Bereich von 10^{-9} bis 10^{-6} m/s geeignet. Beim Slug-Bail-Test handelt es sich um einen Auffüllversuch, bei dem durch das Einschütten einer bestimmten Wassermenge eine kurzzeitige Anhebung des Wasserspiegels hervorgerufen wird. Hierdurch wird eine Potentialdifferenz zwischen dem erhöhten Wasserstand im Brunnen und dem Wasserstand im umgebenden Gebirge erzeugt. Diese Potenzialdifferenz bewirkt ein Abfließen aus dem Brunnen in das benachbarte Gebirge so lange, bis nach der Druckerholung der ursprüngliche Wasserstand wieder erreicht ist. Die zeitliche Änderung der Wasserspiegelhöhe wird gemessen. Die Anhebung des Wasserspiegels im Brunnen wird häufig durch das Eintauchen eines Verdrängungskörpers (Slug-Körper) unter den Wasserspiegel im Testbrunnen erreicht.

Der umgekehrte Vorgang, d. h. ein Zufluss aus dem umgebenden Gebirge, wird durch das Entfernen des Verdrängungskörpers aus dem Brunnen erzeugt. Diese Variante wird als Bail-Test bezeichnet und meist im Anschluss an einen Slug-Test durchgeführt. Aus dem zeitlichen Verlauf der Wasserspiegeländerung beider Versuche lässt sich bei bekannter Brunnengeometrie die Durchlässigkeit berechnen. Die Erfassung der Wasserspiegeländerung erfolgt durch eine piezoresistive oder kapazitive Wasserstandssonde.

In Geringleitern steht zur Auswertung das Typenkurvenverfahren nach [Cooper et al. 1967] zur Verfügung, da bei diesem Verfahren Bohrloch- und bohrlochnahe Effekte berücksichtigt werden, die das Ergebnis stark beeinflussen können. Das Verfahren setzt jedoch eine längere Messdauer bzw. eine 70 bis 90 % Druckerholung zur Auswertung voraus.

Der Pulse-Injektion Test ist ein modifizierter Slug-Test und unterscheidet sich vom herkömmlichen Slug-Test durch die impulsartige Druckänderung [Bredehoeft & Papadopoulos 1980]. Bei der Versuchsanordnung wird in einem mit Packern abgedichteten Bohrlochintervall (Einbohrlochmethode) nach Einstellung des Ruhedruckpotentials eine impulsartige Druckänderung herbeigeführt. Beim Druckerhöhungs-Test wird eine kurzfristige Druckbeaufschlagung und beim Druckabsenk-Test eine kurzfristige Druckminderung vorgenommen. Nach dem Schließen des Testventils wird der Druckabbau/-aufbau im abgepackerten Bereich als Funktion der Zeit aufgezeichnet.

Beim Pulse-Test wird nur die unmittelbare Umgebung des Bohrloches bis ca. 1 m erfasst. Aufgrund der geringen Eindringtiefe des Druckimpulses wird die Auswertung durch Bohrlochwandeffekte (Skin-Effekt) und die Brunnenspeicherung (Bohrlochkapazitätskoeffizient)

stark beeinflusst. Zur Auswertung von Pulse-Tests werden dieselben Slug-Test Typkurvenverfahren verwendet, da dort diese Effekte als Korrekturfaktoren berücksichtigt werden. Die Berechnung des Durchlässigkeitsbeiwertes mittels Typkurvenverfahren liefert bei ausreichender Messdauer gute Ergebnisse.

Beim **Wasserdruck- (WD-)Test** wird in einem abgepackerten Bohrlochabschnitt (Länge 1 m) Wasser unter Druck in das Gebirge verpresst. Sowohl der Druck als auch die Verpressmenge werden kontinuierlich gemessen. Die Auswertung der bei Druckkonstanz in aufsteigender und absteigender Reihenfolge ermittelten Durchflusswerte erfolgt qualitativ über ein Q(Durchflussmenge)-P(Druck)-Diagramm. Die Durchflussmenge wird dabei gegen den jeweils eingestellten Druck für jede Druckstufe aufgetragen und verbunden. Die Auswertung des WD-Tests kann nach den Typkurven- und Gradlinienverfahren von [Schneider 1987] erfolgen.

Nach Untersuchungen von [Heitfeld & Koppelberg 1981] kann die Gebirgsdurchlässigkeit auch anhand der verpressten Wassermenge, die bei Drücken von z. B. bei 1 bar bestimmt wurden, abgeschätzt werden. Die Abschätzung besitzt aber nur einen Gültigkeitsbereich für Verpressmengen zwischen 1 – 25 l/min. Entsprechend lassen sich daraus Durchlässigkeiten (k_f -Werte) von 2×10^{-5} bis 2×10^{-8} [m/s] berechnen. Wenn das Gebirge gar kein Wasser aufgenommen hat, (Verpressmenge 0) ist erfahrungsgemäß der k_f -Wert sehr viel geringer als $2,0 \times 10^{-8}$ m/s.

3.1.7.1.4 Laborversuche

Methoden zur Bestimmung der Permeabilität

Die Gesteins- und Gebirgsdurchlässigkeiten unterscheiden sich dadurch, dass im Gegensatz zur Bestimmung der Gesteinsdurchlässigkeit im Labor bei der Ermittlung der Gebirgsdurchlässigkeit im Gelände Gebirgsdiskontinuitäten, wie z. B. Klüfte, mitberücksichtigt werden. Je homogener der Gesteinsverband wird, d. h. je weniger hydraulisch wirksam die vorhandenen Trennflächen werden, desto stärker nähern sich diese beiden Durchlässigkeitsbeiwerte an.

Ein Möglichkeit die Permeabilität eines Festkörpers zu bestimmen, stellt die **Zwei-Kammer-Methode** für die instationäre Durchströmung poröser Medien dar. Bei dieser Methode wird der Prüfkörper in eine Druckzelle eingebaut [Häfner et al. 1996, v. d. Bruck et al. 1998]. Die Endflächen des Zylinders sind mit Druckbehältern definierten Volumens verbunden (V_1 , V_2), die mit Gas, das nicht sorbiert wird, oder einer entgasten Flüssigkeit befüllt sind. Der Druck des Strömungsfluids in der sog. Eingangskammer (Startdruck p_E) ist höher als der Druck in der Ausgangskammer (Startdruck p_A). Nach dem Öffnen der Kammern liegt somit an den Endflächen des Zylinders ein Druckgefälle an. Ist der Probekörper hydraulisch durchlässig, erfolgt ein Druckausgleich, dessen zeitlicher Verlauf ein Maß für die Permeabilität ist. Ein Manteldruck (p_M) auf die den Probekörper umhüllende Gummimanschette, der stets größer als der Strömungsdruck ist, verhindert ein Umströmen und ermöglicht Untersuchungen der Probe in Abhängigkeit der Druckeinspannung. Das Verfahren ist insbesondere zur Permea-

bilitätsbestimmung geringdurchlässiger Festkörper prädestiniert, da eine Volumenstrommessung entfällt.

Methoden zur Bestimmung der Porosität und Porenstruktur

Die Porosität eines Gesteins kann man im Labor mit einer Vielzahl von Methoden untersuchen. Eine weitere Möglichkeit die Porosität näherungsweise zu bestimmen, führt über die Auswertung der Bohrlochmessungen (siehe Kapitel 3.1.3.3). Nachfolgend werden die Labor-Methoden Pyknometer-Porosität, Porosität abgeleitet aus dem Wassergehalt der Gesteinsprobe sowie Quecksilber-Druckporosität kurz vorgestellt. Mit Hilfe der Quecksilber-Druckporosität können auch Aussagen zur Porengeometrie gemacht werden.

Aufgrund der physikalisch-chemischen Eigenschaften von Tonmineralen müssen neben der geometrischen, physikalischen Porosität auch die Diffusionsporosität bestimmt werden. Die Diffusionsporosität beschreibt den für gelöste Stoffe diffusiv zugänglichen Anteil des Porenraumes am Gesamtvolumen der Probe. Sie ist von der Art des gelösten Stoffes abhängig und wird mit unterschiedlichen Tracern bestimmt.

a. Pyknometer-Porosität

Die Pyknometer-Porosität n_{pyk} beschreibt die totale Porosität. Sie umfasst die kommunizierende als auch vorhandene isolierte Porenräume im Gestein. Sie wird aus der Gesteinsdichte ρ_G und Korndichte ρ_T nach folgender Formel berechnet:

$$n_{pyk} = 1 - \frac{\rho_G}{\rho_T}$$

Die Gesteinsdichte getrockneter Proben (ρ_G) wird durch eine Wägung und anschließend durch die Volumenmessung (z. B. mit Hilfe des Hg-Auftriebverfahrens) bestimmt:

$$\rho_G = \frac{m}{V}$$

m	Masse (Gewicht) des rohen Probekörpers in [kg]
V	Rauminhalt des Probekörpers in [m ³]

Die Porosität des Gesteins ist bei der Volumenmessung zu berücksichtigen, so dass es zu einer größeren Variabilität der Messwerte kommt. Die Korndichte ρ_T hängt allein von der mineralogischen Zusammensetzung ab. Sie Korndichte ρ_T wird mit dem Pyknometerverfahren bestimmt. Das Verfahren setzt ein Trocknen und anschließendes Zerkleinern der Probe voraus. Folgende Formel wird angewendet:

$$\rho_T = \frac{\rho_R}{1 + w}$$

Hierbei bedeuten:

$w = (m - m_d) / m_d$	Feuchtegehalt in [M.-%]
m_d	Masse (Gewicht) des getrockneten Probekörpers in [kg]

b. Porosität berechnet aus dem Wassergehalt der Gesteinsprobe

Im gesättigten porösen Gestein sind alle Poren mit Fluid (z. B. Wasser) gefüllt, so dass der volumetrische Wassergehalt prinzipiell identisch mit der physikalischen Porosität ist. Somit

kann aus dem Gewichtsverlust von feuchten Gesteinsproben bei einer Trocknung bei 105 °C eine Porosität berechnet werden. Zusätzlich muss die Dichte des Fluids und die Gesteins- oder Korndichte bekannt sein.

c. Quecksilber-Druckporosität

Quecksilber hat eine hohe Oberflächenspannung (484 mN/nm) und ist daher bei Raumtemperatur eine nicht benetzende Flüssigkeit. In die Gesteinsprobe dringt es nur unter Druck ein. Die Quecksilber-Druckporosimetrie nutzt diese Eigenschaft. Es wird das Volumen des eingepressten Quecksilbers in Abhängigkeit des Druckes p aufgezeichnet. Aus den Messdaten ist es möglich bei Annahme zylindrischer Poren die Porenradienverteilung nach folgender Formel zu ermitteln:

$$r_p = \frac{-2 \cdot \sigma \cdot \cos \vartheta}{\rho}$$

wobei r_p der Porenradius, σ die Oberflächenspannung von Quecksilber und ϑ der Kontaktwinkel des Quecksilbers auf der Porenoberfläche ist:

Das Volumen des eingepressten Quecksilbers lässt Aussagen zur Porosität des Festkörpers zu. Im Hinblick auf die Interpretation der Messdaten ist von Relevanz, dass nur Poren erfasst werden, in die Quecksilber eindringen kann bzw. nur die Anteile des offenen Porenraumes quantifiziert werden können, die aufgrund der Penetrationsfähigkeit des Quecksilbers erreicht werden. Dem Nachweis von Poren sehr geringer Größe ist daher aufgrund der erforderlichen sehr hohen Drücke eine Grenze gesetzt. Da Wassermoleküle kleiner als Quecksilberatome sind, ist somit davon auszugehen, dass wässrigen Lösungen im Vergleich zu den Messwerten der Quecksilber-Druckporosimetrie ein größerer Porenraum zur Verfügung steht. Das möglichst vollständige Eindringen des Quecksilbers in die Probe erfordert ein Trocknen der Probekörper.

Die Bestimmung der Porosität von tonigen Sedimentgesteinen ist mit diesem Verfahren eingeschränkt, da Poren kleiner als einige nm nicht injiziert werden können und infolge der hohen Drücke strukturelle Änderungen auftreten können.

Methoden zur Bestimmung der Sorption

Die Sorptionsuntersuchungen haben das Ziel, Daten zur Rückhaltung von Radionukliden im Deckgebirge und im Wirtsgestein des späteren Endlagers zu erhalten. Diese Daten werden für Modellrechnungen zur Ausbreitung von Radionukliden bei einer möglichen Freisetzung aus dem Endlager benötigt.

Die Mineralogie beeinflusst die Sorptionskapazität des Gesteins für gelöste Stoffe. Die hohe Kationenaustauschkapazität von Tonmineralien und organischen Substanzen aufgrund ihrer großen und reaktiven Oberflächen ist hinlänglich bekannt und stellt einen nicht zu unterschätzenden Sicherheitsfaktor bei der Betrachtung der Tonsteine als potentielle Barriere für diffundierende Radionuklide dar. Die Kationenaustauschkapazität ist gegenüber der Oberflächenkomplexierung der dominierende Prozess der Sorption. Ein Verfahren zur Bestimmung der austauschbaren Kationen stellt die Nickel-Äthylendiamin-Methode [Baeyens & Bradbury,

1991] dar. Die Sorptionseigenschaften eines Gesteins werden mit dem K_d -Wert angegeben. Der K_d -Wert beruht im allgemeinen auf Laborexperimenten, für die bestimmte Randbedingungen gelten. Ein Defizit bei den Untersuchungen besteht darin, dass die Übertragbarkeit auf Feldbedingungen nicht immer gegeben ist.

Die Experimente zur Sorption, die im Deckgebirge des Erkundungsbergwerkes Gorleben durchgeführt werden, sind auch übertragbar auf eine Standortuntersuchung im Ton. An Proben des Deckgebirges des Endlagerbergwerkes Gorleben wurden folgende Experimente mit den nachstehenden Radionukliden anhand von Schüttel- und Säulenversuchen durchgeführt [BfS 1991]:

- C, Cs, J, Sn, Sr, Zr/Nb, C, Cl in orientierenden Versuchen für je ein sandiges und ein bindiges Sediment mit einem oberflächennahen, schwach mineralisierten und einem stärker mineralisierten Grundwasser,
- U, Th, Ra, Ac, Pb, Ni, Po, Bi in orientierenden Versuchen mit einem Grundwasserleiter sowie
- Experimente mit Tc, Am, Np und Pu.

Zusätzlich wurden Untersuchungen durchgeführt, um die Probe sedimentpetrographisch und chemisch zu charakterisieren, wie z. B. durch die Ermittlung der Kornverteilungskurve, die chemische Analyse, Bestimmung der spezifischen Oberfläche und der Austauschkapazität.

3.1.7.1.5 Verfahren zur Beurteilung des hydraulischen Transportprozesses - die Peclet-Zahl-Analyse

Die Peclet-Zahl (Pe) kann als Kriterium zur Beurteilung des Transportprozesses herangezogen werden. Welcher Transport dominiert kann folgendermaßen abgeschätzt werden:

- $Pe < 1 \rightarrow$ ein überwiegend diffusionsdominierter Transportprozess
 $Pe > 1 \rightarrow$ Advektion prägt den Transportprozess.

Die Peclet-Zahl kann über hydraulische Transportparameter angegeben werden:

$$Pe = \frac{v_f \times \Delta l}{n \times D_e}$$

mit

v_f	spezifischer Fluss (Darcy-Fluss) [m/s]
Δl	Transportpfadlänge [m]
n	Porosität [-]
D_e	Diffusionskonstante [m ² /s]

Die Peclet-Zahl kann aber auch anhand von thermischen Kennwerten bestimmt werden. Sie gibt dann das Verhältnis zwischen den Wärmetransport durch Advektion und dem durch Konduktion an:

$$Pe = \frac{v \times c_p \times \rho \times \Delta l}{\lambda}$$

mit

v	Filtergeschwindigkeit bzw. spezifischer Fluss in [m/s]
c_p	= Spezifische Wärmekapazität in [J/kg x K ¹]

ρ	=	Dichte in [kg/m ³]
Δl	=	Transportpfadlänge [m]
λ	=	Wärmeleitfähigkeit in [W/m x K]

Dieses gilt aber nur unter der Voraussetzung, wenn

- ungestörte Temperaturmessungen vorliegen, welche die natürliche Gebirgstemperatur widerspiegeln, und
- die thermo-physikalischen Parameter des umgebenden Gesteins, z. B. durch Messungen an Bohrkernen, bekannt sind.

Die Peclet-Zahl Analyse, bestimmt anhand von thermischen Daten, bietet darüber hinaus auch die Möglichkeit, Temperatur-Logs aus Bohrungen nach Hinweisen für einen vertikalen, advektiven Wärmetransport zu untersuchen. Gesteinschichten und Inhomogenitäten wie z. B. Störungen mit Wasserzutritten oder -abflüssen können so detektiert werden. Details zur Peclet-Zahl-Analyse sind [Liedtke et al. 1994] zu entnehmen. Stehen in einer Region mehrere Erkundungsbohrungen zur Auswertung zur Verfügung, so können ggf. großräumige regionale Bereiche sowohl mit ab- und aufwärts gerichteten Wasserbewegungen unterschieden werden, als auch Bereiche in denen keine bzw. zumindest nicht mehr messbare Wasserbewegungen stattfinden.

3.1.7.2 Hydrochemie

Die Hydrochemie beschreibt und untersucht die in den Porenwässern und Klüften des Gesteins auftretenden Stoffe. Die Beschaffenheit des Poren- und auch des Grundwassers wird weitgehend von der Zusammensetzung sowie dem Aufbau und den Eigenschaften des Untergrundes bestimmt. Die chemische Beschaffenheit der Wässer beeinflusst die Löslichkeit der Radionuklide. Ein günstiger Chemismus führt zur Ausfällung und somit zur Immobilisierung verschiedener Radionuklide. Zusätzlich können aus der chemischen Zusammensetzung der Porenwässer Informationen über den dominierenden Stofftransport (diffusiv oder advektiv) im Wirts- und Nebengestein abgeleitet werden, da z. B. durch isotopehydrologische Untersuchungen Aussagen über deren Alter, Herkunft, Genese und Dynamik bzw. Verweilzeit im Untergrund getroffen werden können. Die Zusammensetzung beeinflusst entscheidend die gewählten Transportparameter der Modellierung, die den Radionuklidtransport unter Annahme von verschiedenen Szenarien im Nah- und Fernfeld des Endlagers beschreibt.

Zur Vergleichbarkeit von Untersuchungen werden anhand der Porenwässer die sog. Referenzwässer definiert. Mit den Referenzwässern erfolgen Bestimmungen der Radionuklidmobilisierung und -immobilisierung, der Behälterkorrosion und der Wechselwirkungen mit den technischen Barrieren und des Nuklidtransportes im Fernfeld des Endlagers.

Die Ermittlung und Überwachung der Grundwasserbeschaffenheit erfordert stets die Entnahme von Grundwasserproben, da für den größten Teil der zu messenden physikalischen und chemischen Parameter derzeit noch keine In situ-Messungen möglich sind [Barczewski

1997]. Die Beprobung von Aquiferen erfolgt durch vielfach getestete, konventionelle Verfahren, wie z. B. durch Einfachpacker-Kurz- und Doppelpacker-Tests oder durch Wasserprobennehmer (fluid sampler). Entsprechend dem Ansatz des [AkEnd 2002] sind als einschlusswirksamer Gebirgsbereich nur deutlich diffusionsdominierte Tonsteinvorkommen mit Durchlässigkeitsbeiwerten von etwa $<10^{-12}$ m/s geeignet bzw. als „günstig“ anzusehen. Die Grundwasserflüsse sind hier sehr gering und eine Beprobung für die chemische Analytik sehr schwierig. In [Altmaier et al. 2004] wurde festgestellt, dass alle Methoden zur Probenahme aus Festgesteinskörpern die geochemischen Verhältnisse nachteilig beeinflussen. Zur Zeit wird ein Verfahren, bestehend aus einer Kombination aus Bohrlochsickerwasseranalysen, Auspressversuchen und geochemischen Modellrechnungen, entwickelt, um das Porenwasser geochemisch zu beschreiben.

Bei den Auspressversuchen unter hohen Drücken kann eine Beeinflussung des Porenwassers durch eine Membranfiltration und der damit verbundenen selektiven Zurückhaltung von Anionen (z. B. von Chlorid) erfolgen. Weiterhin muss bei Auspressversuchen berücksichtigt werden, dass in den Tonen gebundenes Zwischenwasser freigesetzt werden kann.

Bei der Charakterisierung des In situ-Porenwassers muss zwischen der Bestimmung von freien und kontrolliert gelösten Stoffen unterschieden werden [NAGRA 2002b]. Die Konzentrationen von kontrolliert gelösten Stoffen werden durch Wechselwirkungen mit dem Gestein bestimmt. Die gelösten Kationen und die Komponenten des Karbonatsystems werden als kontrollierte Stoffe bezeichnet. Am Gesteinsmaterial selbst kann die Konzentration von Kationen im Porenwasser nicht ermittelt werden. Gründe hierfür sind:

- die schnelle Reaktionskinetik des Karbonatsystems,
- der Kationenaustausch auf den Tonmineraloberflächen und
- die Sensitivität dieser Reaktionen bezüglich Veränderungen der Umgebungsbedingungen.

Eine Konzentrationsangabe ist nur möglich, wenn die thermodynamischen Grundlagen der vorkommenden Mineralphasen, insbesondere vom Karbonatsystem, bekannt sind sowie die Kationenaustauschreaktionen experimentell am Wirtsgestein bestimmt wurden.

3.2 Untertägige Erkundung

Nach der Erkundung von über Tage folgt im Rahmen der Eignungsuntersuchung die Erkundung von unter Tage. Die Anforderungen an das geowissenschaftliche und geotechnische Untersuchungsprogramm bei der untertägigen Erkundung orientieren sich an den von der Reaktorsicherheitskommission verabschiedeten Sicherheitskriterien für die Endlagerung radioaktiver Abfälle in einem Bergwerk. Sie ergeben sich aus

- den für die standortspezifische Sicherheitsanalyse und Eignungsnachweis in einem Planfeststellungsverfahren benötigten Daten,

- der Beweissicherung und Überwachung in der Betriebsphase im Sinne der Sicherheitskriterien der atomrechtlichen Genehmigungsbehörde für die Endlagerung in einem Bergwerk (Beweissicherung auslegungsrelevanter Größen und Parameter) und
- den benötigten Informationen für die detaillierte Planung des Grubengebäudes, besonders für die Ermittlung von geeigneten Einlagerungsbereichen.

[Langer & Venzlaff 1988] nennen drei Aufgaben, die wesentlich nur mit der Hilfe einer untertägigen Erkundung gelöst werden können:

- die Bewertung der thermomechanischen Belastbarkeit des Wirtsgesteins, um Endlagerstrategien bei der Konzeptfindung standortspezifisch festlegen zu können,
- die sichere Dimensionierung der Bergwerkshohlräume (Standortsicherheit, Betriebssicherheit) bei der Bergwerksplanung und -errichtung,
- die nachprüfbare Barrierenbewertung bzw. der Langzeitsicherheitsnachweis für die Planfeststellung.

Ein weiteres Ziel der untertägigen Erkundung ist es, Gebirgsbereiche mit ähnlichen Eigenschaften einzugrenzen und in „Homogenbereiche“ zusammenzufassen. Diese Homogenbereiche sind nicht auf stratigraphische Einheiten festgelegt, sondern lassen sich z. B. durch ein vergleichbares geomechanisches oder hydraulisches Verhalten charakterisieren. Die räumliche Festlegung von Homogenbereichen und ihre Charakterisierung durch Kennwerte dient der Bewertung der geologischen Barriere sowie den durchzuführenden Nachweisen.

Die bergmännische Auffahrung wird von einem geotechnischen und geologischen Untersuchungsprogramm begleitet, das beim Abteufen der Schächte und bei der Auffahrung des Endlagerbergwerks durchgeführt wird. Die nachfolgenden Ausführungen sind z.T. dem Untersuchungsprogramm zur Erkundung des Standortes Gorleben [BfS 1991a, 1991b und 1997] entnommen, sofern sie auf eine Erkundung im Tongestein übertragbar sind.

3.2.1 Untersuchungsprogramm während des Schachtabteufens

Die Schächte sind die zentralen Anlagenteile eines untertägigen Endlagers, deren Gebrauchtauglichkeit in der Betriebsphase aufrecht erhalten und gewährleistet sein muss. Nach der Stilllegung sind die Schächte potenzielle Wegsamkeiten für Medien aus oder zu dem Endlager. Zum Schutz der Biosphäre werden sie verfüllt und verschlossen, so dass eine Freisetzung kontaminierter Stoffe über die Schächte vermieden oder im erforderlichen Maß behindert wird. Die genaue Kenntnis des Zustandes der Schächte und des sie umgebenden Gebirges erfolgt anhand von geotechnischen und geowissenschaftlichen Untersuchungen.

3.2.1.1 Geotechnisches Untersuchungsprogramm

3.2.1.1.1 Verformungsmessungen (Konvergenz- und Stoßschiebungsmessungen)

Durch die Schaffung unterirdischer Hohlräume (Schächte, Strecken und Kammern) wird der ursprüngliche Gebirgsspannungszustand gestört. Es kommt zu plastischen Verformungen im Tonstein und damit zu Spannungsumlagerungen. Das aus derartigen Vorgängen resultierende Verformungsverhalten des Gebirges kann beim Abteufen der Schächte durch Konvergenzmessungen und Stoßschiebmessungen bestimmt werden. Als Konvergenzmessungen wird im allgemein die Erfassung der Abstandsänderung gegenüberliegender Stoßpunkte und damit im Schachtbau der Durchmesser verringering verstanden. Die alternative Stoßschiebmessung dient zur Ermittlung der Bewegung eines einzelnen Stoßpunktes in Richtung Schachtmittelpunkt und damit der Ermittlung der Radiusverringering des Schachtes. Für beide Arten der Verformungsmessungen richtet man in der Regel Messhorizonte mit jeweils 8 auf den Schachtumfang regelmäßig verteilten Beobachtungspunkten ein. Mit dieser Anzahl an Punkten ist einerseits eine hohe Genauigkeit und Messsicherheit zu erreichen. Mit den Messungen wird 1 bis 2 Tage nach Freilegung des Stoßes begonnen, während des Einbringens des Einbaus werden die Messungen teilweise mehrere Tage unterbrochen und dann nach Fertigstellung des Einbaus wieder aufgenommen. Durch Extrapolation der Messwerte kann die Verformung für den Zeitraum, in dem keine Messungen durchgeführt wurden, ermittelt werden. Zum Vergleich wurden in den Schächten des Erkundungsbergwerkes Gorleben im Zeitraum von 1986 bis 1993 fast 600 Messhorizonte eingerichtet und in mehr als 5.500 Messungen in diesen Horizonten die Schachtverformung beobachtet [Jessberger 1995].

In die Bestimmung der Gebirgsverformung des Schachtstoßes gehen zusätzlich auch die markscheiderischen Routinemessungen ein. Hier sind z. B. Teufenmessungen und Feinnivellements zu nennen, die zur Bestimmung von Vertikalbewegungen und zur Herstellung des geometrischen Bezugs der Messhorizonte untereinander genutzt werden.

Unter Berücksichtigung der geologischen sowie gesteinsphysikalischen und gesteinsmechanischen Eigenschaften des Gebirges kann unter Rückrechnung der gemessenen Verformung die Dimensionierung des Ausbaus überprüft werden. Folgende gesteinsphysikalische Kennwerte des Gebirges werden zur Abschätzung des Festigkeits- und Verformungsverhaltens benötigt:

- Kornverteilung mit Tonanteil (Kapitel 3.1.6.1),
- Kalkgehalt (Kapitel 3.1.6.2) sowie
- Salinität (ausgedrückt in Salzgehalt pro Liter Porenwasser).

Bestimmung der Salinität

Aus den betrachteten Teufenbereichen müssen zur Bestimmung des Salzgehaltes Proben von 50 – 250 g genommen werden. Das trockene Probenmaterial wird im Verhältnis 1 : 10 mit deionisiertem Wasser eluiert. Das erhaltene Eluat wird anschließend chemisch auf die Kationen Natrium, Kalium, Calcium und Magnesium sowie auf die Anionen Chlorid, Sulfat

und Hydrogenkarbonat untersucht. Bei der Abschätzung der in den Eluaten enthaltenen Salze werden nur die im Wasser löslichen Ionen berücksichtigt. Anhand der Ionenkonzentration kann die im Eluat vorkommende Salzverbindung theoretisch berechnet und dadurch auf den Gehalt der Probe an wasserlöslichen Salzen geschlossen werden. Da die Bildung eines Salzes aus gelösten Stoffen von vielen Faktoren beeinflusst wird, ist mit Hilfe der Ionenkonzentrationen nur eine Abschätzung der entstehenden Salzverbindungen möglich. Die Einschätzung der Reihenfolge bei der Bildung von Salzen erfolgt unter verschiedenen Bewertungskriterien wie Löslichkeit der Salze und Anteil der Salze am Gesamtgehalt.

Anhand der Salinitätswerte erfolgt auch die Einstufung des Aushubes in Deponieklassen und der daraus resultierenden Weiterverwendung.

3.2.1.1.2 Spannungsmessungen am Innenausbaufundament und Stützringen

Der Innenausbau der Schächte wird auf dem Innenausbaufundament abgesetzt. Unterhalb des Fundamentes werden Stützringe zur Sicherung und Stabilisierung der Schachtwandung eingebaut. Zur Bauwerksüberwachung und zur Beweissicherung sollen die horizontalen Belastungen des Fundamentes und der Stützringe durch das auflaufende Gebirge und die Auflagerpressung infolge der Auflast durch die Schachtausbausäule durch Spannungsmessungen erfasst werden. Zusätzlich sind Temperaturaufnehmer zu installieren. Die Messungen dienen folgenden Zielen [Hänsel & Preuss 1991]:

- Erfassung der Gebirgsauflast und der Lastabtragung über das Gebirge,
- Erfassung der Auflast der Schachtausbausäule,
- Erfassung der Gefährdung durch Versagen des Gebirges unterhalb des Fundamentes und
- Erfassung von Spannungsänderungen durch auftretende ungleichmäßige Verformung im Fundamentbereich.

3.2.1.1.3 Seismische Messungen zur Erkundung der dynamischen Eigenschaften des Gebirges

Die Sprengarbeiten beim Abteufen der Schächte können für seismische Messungen genutzt werden. Mit diesen Messungen können die dynamischen Eigenschaften des schachtnahen Gebirges besser beurteilt werden. Die Bestimmung erfolgt über Laufzeitmessungen der Signale (Laufzeit der P-Wellen) zwischen dem Ort der Sprengung im Schacht und Registrierung in der übertägigen Geophonauslage. Die Messungen sind analog zu den Untersuchungen bei der Erkundung des Salzstockes Gorleben durchzuführen [Hänsel & Preuss 1991]. Dort sind Geophone in drei Profillinien, die radial von den Schächten ausgehen, in oberflächennahen Bohrungen unterhalb des Grundwasserspiegels fest installiert worden. Eine Profillinie verbindet die Schächte, die beiden anderen bilden einen rechten Winkel, so dass die Geophonauslage ein rechtwinkliges Dreieck ergibt. Bei den Messungen wird eine exakte Registrierung der Schusszeiten benötigt. Diese erfolgt durch eine Triggerung (Starten eines

Vorgangs durch ein externes Signal) der Registrierung durch den Zündimpuls. Die Registrierung der Messdaten erfolgt z. B. durch einen angeschlossenen Messwagen mit einer feldynamischen Messapparatur.

3.2.1.2 Geowissenschaftliches Untersuchungsprogramm

Sämtliche Informationen zur Ausbildung des Gebirges beruhen vor Beginn des Schachtabteufens alleine auf Bohrungen und Felduntersuchungen (Geländekartierungen und seismische Messungen). Durch das Abteufen der Schächte ist es erstmalig möglich, die Schichten im Aufschluss geologisch aufzunehmen, wodurch neben Informationen über Lithologie und Stratigraphie wichtige Kenntnisse über das Gefüge der Schichten im Meter bis 10er Meterbereich gewonnen werden. Die geologische Aufnahme gliedert sich in die Kartierung, Fotodokumentation und Probenahme.

Die geologischen Aufschlüsse sind in den Schächten nur während einer relativ kurzen Zeit zugänglich, da aus sicherheitstechnischen Gründen unverzüglich ein vorläufiger Ausbau eingebracht wird. Da die Kartierung gegebenenfalls subjektive Bewertungen enthalten kann, wird eine Fotodokumentation zur Beweissicherung und zur Ergänzung der Kartierung angefertigt. Die Fotodokumentation ist einem ähnlichen Aufnahmemaßstab anzufertigen, so dass die Kontaktabzüge der Negative leicht mit der Kartierung im Maßstab 1 : 50 vergleichbar sind.

Die Schachtstöße und gegebenenfalls die Sohle sind rundum lückenlos im Maßstab 1 : 50 zu kartieren. Alle Entnahmepunkte von Proben sowie die stratigraphischen und lithologischen Grenzen, Schichtung inklusive sedimentpetrographischer Besonderheiten, Klüfte, Kluftfüllungen und Störungen werden aufgenommen und in ein vorbereitetes Kartierformular übertragen. Um die tektonische Überprägung des Gebirges zu beurteilen sind das Einfallen und das Streichen der Schichten, Klüfte und Störungen mit einem Gefügekompass zu ermitteln.

Aus jeder lithologischen Einheit sind repräsentative Dokumentationsproben zu entnehmen. Zudem erfolgen Probenahmen mit unterschiedlichen Zielen, die im Folgenden aufgeführt sind (Erläuterung siehe Sondierbohrungen):

- Korngrößenanalysen bzw. Bestimmung der Kornverteilung,
- mineralogische Bestimmungen,
- Wassergehaltsbestimmungen,
- Kalkgehaltsbestimmungen,
- Konsistenzuntersuchungen,
- bei grobklastischen Ablagerungen (z. B. Schottern): Fein- und Grobkiesanalysen,
- stratigraphische Untersuchungen, wie mikropaläontologische Bestimmungen und Pollenuntersuchungen,
- Sorptionsuntersuchungen und
- Bestimmungen des Chloridgehaltes und der Salinität.

3.2.2 Untersuchungsprogramm während der Auffahrung des Endlagerbergwerkes

Das Erkundungsprogramm zur Ermittlung von standortspezifischen Parametern und zur laufenden Dokumentation des Zustandes und der Beanspruchung des Gebirges am Referenzstandort Nord-1 umfasst:

- geomechanische In situ-Untersuchungen,
- hydraulische Untersuchungen zur Bestimmung der Permeabilität, der Diffusion und zur Entwicklung der Auflockerungszone und
- thermophysikalische Untersuchungen.

Die thermophysikalischen Parameter (Wärmeleitfähigkeit, -ausdehnung und -kapazität) der Schichtenfolge wurden bereits an den Bohrkernen der Sondierbohrungen, wie in Kapitel 3.1.4 beschrieben, bestimmt. Bei der untertägigen Erkundung werden von den unterschiedlichen lithologischen Einheiten erneut die thermischen Eigenschaften in Laborversuchen untersucht, um Kenntnisse über ein mögliches unterschiedliches Verhalten zu erhalten. In situ-Temperaturmessungen erfolgen zur Erfassung des natürlichen Temperaturfeldes am Standort und zur Gewinnung von Daten zur Interpretation von geotechnischen Messungen.

Als technische Maßnahmen (Kapitel 3.2.2.4) zur geowissenschaftlichen Erkundung des Standortes von unter Tage sind Vorbohrungen für Streckenauffahrungen (Untersuchungsbohrungen) und Erkundungsbohrungen (horizontal und vertikal/geneigt) vorgesehen. Nach Auswertung der Bohrungen erfolgt die Streckenauffahrung. Da Gaszutritte im Tongestein als möglich eingeschätzt werden [BGR 2007a] und Erfahrungen hierzu im „Ton-Bergbau“ kaum bestehen, muss der unmittelbar als nächstes geplante Auffahrungsabschnitt auf Gasfreiheit vorerkundet werden. Diese Vorerkundungsbohrungen (Kern- oder Vollbohrung) auf Gase müssen auch vor der Erstellung der Einlagerungsbohrlöcher ausgeführt werden. Da aufgrund der geringen Tiefenlage (ca. 400 m Teufe) nicht mit großen Drücken zu rechnen ist, kann die Schutzklasse bzw. Sicherheitsstufe der eingesetzten Bohrlochsicherheitseinrichtung (Preventer) als gering eingestuft werden. Bohrlochsicherheitseinrichtungen dieser Schutzklasse sind weit verbreitet im Untertagetrieb und Stand von Wissenschaft und Technik.

Geophysikalische Messverfahren zur räumlichen Erfassung von Inhomogenitäten im Gebirge sind aufgrund der geringen vertikalen und radialen Auflösung in Tongesteinen nicht brauchbar (siehe Kapitel 3.1.5) oder müssen noch verbessert werden. Ultraschallbohrlochmessungen und elektrische Messungen zur Bestimmung der Auflockerungszone könnten jedoch die Ergebnisse aus Permeabilitätsmessungen ergänzen bzw. bestätigen.

3.2.2.1 Geomechanische In situ-Untersuchungen

Bei den geomechanischen In situ-Untersuchungen stehen der primäre Spannungszustand des Gebirges und Verformungsmessungen unmittelbar nach der Auffahrung im Vordergrund. Durch die Auffahrung von Kammern und Strecken im unverritzten Gebirge wird das ur-

sprüngliche Spannungs-Verformungs-Gleichgewicht gestört. Es setzen Spannungsumlagerungen ein, die entsprechend der neuen geometrischen Verhältnisse ein neues Gleichgewicht erzeugen. Dabei kann es zu Spannungskonzentrationen kommen, welche die Festigkeit des Gesteins übersteigen und zeitabhängige bruchhafte Verformung auslösen. Von Interesse ist die Größenordnung und Orientierung der Maximal- und Minimalspannungen im Gebirge. Die daraus resultierende Abweichung der Maximalspannung von dem theoretischen Überlagerungsdruck gibt einen Eindruck zur gebirgsmechanischen Gesamtsituation am Untersuchungsstandort.

Die Kenntnis des Primärspannungszustandes und der Spannungsänderungen ist für die Planung, Bemessung und Ausführung der Grubenbaue sowie für den Integritätsnachweis der geologischen Barriere von Bedeutung. Zudem wird anhand der Messergebnisse die Übertragbarkeit der auf der Grundlage von Laboruntersuchungen ermittelten Stoffgesetze auf das Gebirge untersucht. Nach Abschluss der In situ-Messungen und Laborprüfungen kann ein geomechanisches Normalprofil erstellt werden, in dem für die einzelnen Gesteinsschichten die geologische Beschreibung sowie die festigkeitsbezogenen Gesteinsparameter zusammengefasst und als Mittelwert unter Angabe der erhaltenen Bandbreiten dargestellt werden. Da Tonsteine aufgrund ihrer Schichtung eine ausgeprägte Anisotropie bzw. eine deutliche Richtungsabhängigkeit zeigen, müssen im Normalprofil auch Angaben zur Anisotropie der einzelnen Gesteinsschichten aufgeführt werden.

Neben dem Dilatometer-Versuch (Kapitel 3.1.4.1.2) und Hydrofracmessungen (Kapitel 3.1.4.1.3) werden folgende **geomechanische in situ-Messungen** zur Bestimmung des Spannungszustandes mit nachstehenden Messzielen vorgeschlagen:

- Kurzzeitspannungsmessungen nach der Überbohrmethode:
Bestimmung von Betrag und Richtung der Hauptspannungen des Gebirges in einer Ebene senkrecht zur Bohrlochachse
- Langzeitspannungsmessung nach der Bohrlocheinschlussmethode:
Erfassung von bergbaulich und thermisch induzierten Spannungsänderungen
- Schlitzentlastungsversuch:
Bestimmung des Sekundärspannungszustandes, der Gebirgssteifigkeit und der „self-healing“ Eigenschaften des Tongesteins

Kurzzeitspannungsmessung nach der Überbohrmethode

Die indirekte Spannungsermittlung nach der Überbohrmethode erfolgt derart, dass die durch das Überbohren eines Pilotbohrloches auftretenden Entspannungsdeformationen gemessen und in die Gebirgsspannungen (Primärspannung) umgerechnet werden. Die Entspannungsdeformation wird mit vier um 45° versetzten, induktiven Weggebern als Relativverschiebungen in radialer Richtung zur Bohrlochachse erfasst.

Die Gebirgssteifigkeit wird auch In situ durch Dilatometerversuche bestimmt.

Langzeitspannungsmessungen durch Bohrlocheinschlussmethode

Für die langfristige Messung von insbesondere bergbaulich und thermisch induzierten Spannungsänderungen werden in Bohrungen hydraulische Spannungsgeber und Temperatursensoren eingesetzt. Die Geber werden unterschiedlich orientiert, einzeln oder zu Gruppen zusammengefasst (sogenannte Spannungsmonitorstationen) und in den Bohrlöchern im Bohrlochtiefsten eingebaut. Abschließend wird das Bohrloch, um einen formschlüssigen Kontakt zum Gebirge herzustellen, mit einem Spezialmörtel verfüllt und ggf. nachinjiziert.

Schlitzentlastungsversuche an der Streckenkontur

Es gibt mehrere Arten von Schlitzentlastungsversuchen. Bei der einfachsten Ausführung wird bei der Erstellung eines mehrere Meter langen und bis zu 2 m langen, horizontalen Schlitzes die Durchmesseränderung von Messbohrungen, die oberhalb und unterhalb des Schlitzes angeordnet sind, kontinuierlich erfasst. Mit Hilfe von Modellberechnungen wird aus der gemessenen Verformung der Sekundärspannungszustand im Streckenbereich ermittelt.

Eine andere Möglichkeit den Sekundärspannungszustand zu bestimmen besteht darin, ein hydraulisches Druckkissen in einen 15 cm tiefen und 40 cm breiten Schlitz einzuführen. Mittels Aufpumpen des Kissens wird der Druck bestimmt, der der lokalen Spannungsentlastung bei der Herstellung des Schlitzes entspricht. Hierzu werden Abstandsmessungen an Messbolzen vor und nach der Erstellung des Schlitzes sowie kontinuierlich bei der stufenweisen Erhöhung des Druckes im Kissen bis zum Erreichen des Kompensationsdruckes (= Messbolzen befinden sich wieder in der ursprünglichen Position) durchgeführt.

Die Schlitzentlastungsversuche können auch zur Beschreibung der „self-healing“ Eigenschaften des Tongesteins genutzt werden.

Die **Verformungsmessungen** erfolgen anhand von Extensometer-, Bohrlochlageänderungs- und Konvergenzmessungen sowie Höhenmessungen unter Tage entlang vorgegebener Messlinien. Extensometer- und Bohrlochlageänderungsmessungen dienen der Erfassung der lokalen Anfangs- und Kriechverformungen des Gebirges im Anschluss an die Auffahrung des Hohlraumes. Mit der Konvergenzmessung werden die lokalen Anfangsverschiebungen und der rheologischen Verschiebungen nahe der Hohlraumkontur unmittelbar im Anschluss an die Auffahrung erfasst. Höhenmessungen werden zur Bestimmung von Vertikalbewegungen im Grubengebäude und Herstellung des geometrischen Bezuges zwischen den Messquerschnitten durchgeführt

Extensometermessungen

Extensometer- und Bohrlochänderungsmessungen dienen der Erfassung der lokalen Anfangs- und Kriechverformungen des Gebirges im Anschluss an die Auffahrung des Hohlraums. Die Extensometermessungen finden in Messquerschnitten statt. In diesen Messquerschnitten werden Bohrlöcher in die Sohle, in den Stoß und in die Firste gestoßen und mit Extensometern bestückt. Es werden die Relativbewegungen zwischen dem Ansatzpunkt und bis zu fünf verschiedenen Verankerungspunkten im Gebirge gemessen. Zur Erfassung der Anfangsverformung werden die Extensometer unverzüglich nach der Auffah-

rung der Messquerschnitte installiert. Auf diese Art können die Tiefenlage und Größenordnung der Verformung in Bohrlochlängsachse um einen Hohlraum erfasst werden.

Bohrlochlageänderungsmessungen

Bei den Bohrlochlageänderungsmessungen werden in Bohrlöchern punktweise entlang der Bohrlochachsen in einer Messebene die Verformungen in zwei Richtungen aufgenommen. Die Bohrlöcher werden in Messquerschnitten fächerförmig angeordnet. In den Bohrlöchern sind spezielle Messrohre durch Zementation mit dem Gebirge verbunden.

Konvergenzmessungen

Mit den Konvergenzmessungen wird die zeitliche Entwicklung der Hohlraumverformung am Streckenmantel erfasst. Sie sind wesentlicher Bestandteil der Beurteilung der Standsicherheit der Strecken. Für das Streckensystem ist ein engmaschiges Netz von Konvergenzmessstationen einzurichten. In jeder Station werden in zwei zueinander senkrecht stehenden Messlinien die Konvergenzen zwischen Firste – Sohle (vertikale Messlinie) und Stoß – Stoß (horizontale Messlinie) gemessen. Anhand der Messanordnung kann beurteilt werden, ob die vertikale oder die horizontale Konvergenz die dominierende ist. Der zeitliche Verlauf der Konvergenz und ihre absolute Größe zeigen, ob ein sicherer Betrieb der Strecken stets gewährleistet werden kann.

Höhenmessungen unter Tage

Für Feinnivellements zur Bestimmung der Firstbewegung und zur Herstellung des geometrischen Bezugs der Messquerschnitte untereinander sind geeignete Bezugspunkte auszuweisen. Die Stabilität dieses Punktes wird mit den übrigen Extensometermessungen im Querschnitt überprüft. Als Messpunkte werden die Firstanker der Konvergenzquerschnitte genutzt.

3.2.2.2 Hydraulische Untersuchungen

Die In situ-Bestimmung der Permeabilitätsbeiwerte des Tonsteins ist wichtig für die Bewertung der geologischen Barriere. Permeabilitätsmessungen sind jedoch mit erheblichem Aufwand und einem Eingriff (Bohrungen) in das Wirtsgestein verbunden. Die BGR arbeitet an der Übertragung der im Salzgestein (Gorleben und Morsleben) und im Granit (Grimsel und Äspö) erfolgreich angewandten In situ-Messtechnik auf Tongesteine. So führt die BGR in den Felslabors Mont Terri (CH) und Bure (F) In situ-Gaspermeabilitätsmessungen durch.

Da in Tonsteinen die Diffusion gegenüber der Advektion der dominierende Transportprozess ist, muss der Diffusionskoeffizient für verschiedene Radionuklide (z. B. Jod-125, Caesium-134) bestimmt werden. Diese Daten werden für Modellrechnungen zur Ausbreitung von Radionukliden bei einer möglichen Freisetzung aus dem Endlager benötigt. Im Untertagelabor Bure wurde die Diffusion mit Experiment DIR bestimmt [ANDRA 2005b]: Es wurden ins unverritzte Gebirge Bohrungen gestoßen und im Bohrlochtiefsten eine Injektionskammer durch Packer eingerichtet. In diese Kammern wurden dann verschiedene Tracer - mit einem Verhalten ähnlich von Radionukliden – injiziert. Nach festen Intervallen wurde die Lösung beprobt und im Labor analysiert. Über die Abnahme der Konzentration des Tracers wurde

der Diffusionskoeffizient abgeschätzt. Nach Abschluss des Versuches wird das Gestein um die Testbohrung beprobt und Konzentrationsprofile der eingesetzten Tracer bestimmt.

3.2.2.3 Charakterisierung der Auflockerungszone um Strecken im Tonstein

Die Auflockerungszone lässt sich sehr gut durch Permeabilitätsmessungen in der Umgebung des Hohlraumes beschreiben. Die Bestimmung der Permeabilität In situ ist aber mit erheblichem Aufwand und zusätzlichen Eingriffen (Bohrungen) in das Wirtsgestein verbunden

Elektrische und seismische Messungen zur Bestimmung der Auflockerungszone im Tonstein wurden von [Alheid et al. 2002] im Untertage Labor Mont Terri durchgeführt. Voraussetzung ist aber, dass der Hohlraum nicht durch Maschendraht und Stahlanker gesichert werden muss, da sonst das erzeugte elektrische Feld durch die Sicherungsmaßnahmen beeinflusst wird. Die folgenden Ausführungen sind dieser Veröffentlichung entnommen.

Die Entstehung der Auflockerungszone ist gekoppelt an eine Zunahme des Porenraumes, der Permeabilität, der akustischen Emissionen und der Dämpfung der seismischen Wellen, sowie einer Abnahme der seismischen Geschwindigkeiten und der elektrischen Leitfähigkeit im Wirtsgestein. Die seismischen Messungen, gemessen wird die Ausbreitung der seismischen Wellen, werden durchgeführt in Bohrungen und zerstörungsfrei direkt vom Stoß aus. Eingesetzt werden Messapparaturen, die auch bei der Explorationsseismik, hier der Refraktionsseismik, verwendet werden (siehe Kapitel 3.1.2) Die geoelektrischen Messungen erfolgen entlang des Streckenquerschnitts in Ringprofilen, die in einem Meter Abstand installiert wurden. Es wird das Verfahren der „Spektralen Induzierten Polarisation (SIP)“ angewendet. Dabei werden in Abhängigkeit der Frequenz eines in das Tongestein eingespeisten Signals (angelegte Wechselspannung bzw. eingespeister -strom) der elektrische Widerstand und die Phaseverschiebung zwischen dem angelegten Strom und gemessenem Potential aufgenommen. Materialien mit sehr engen Porenräumen, die den Ladungstransport während der angelegten Messspannung behindern, verursachen große Phasenverschiebungen. Je kleiner die Porenräume, und umso größer dadurch die innere Oberfläche eines Materials, desto größere Phasenverschiebungen werden beobachtet. Aufgelockerte Gesteinsbereiche im Ton äußern sich durch eine Abnahme der inneren Oberfläche, also durch eine Erweiterung der Porenräume und eine Erniedrigung der Phase.

In Profilen wird die Verteilung der spezifischen Widerstände dargestellt um Anomalien zu erkennen und anschließend mit den seismischen Messungen verglichen. Ungestörter Opalinuston (Mont Terri) hat einen spezifischen Widerstand zwischen 6 und 16 Ωm . In den Auflockerungszonen wurden spezifische Widerstände abhängig vom Wassergehalt zwischen 20 und 60 Ωm beobachtet.

Eine weitere Möglichkeit die Auflockerungszone zu untersuchen bieten Ultraschallmessungen. Bei der Ultraschallmessung werden Schallwellen in das Gebirge abgegeben, die sich mit gesteinspezifischen Geschwindigkeiten ausbreiten und durch einen geeigneten Empfänger registriert werden. Die Schallwellen werden durch Unstetigkeitsflächen im Gebirgsverband beeinflusst. Bei zu starker Auflockerung, speziell bei ausgedehnten Rissen,

kann es zu einer totalen Energieaufzehrung kommen, so dass keine Signale mehr empfangen werden können. Für die Messungen sind zwei Bohrungen zur Aufnahme des Ultraschallsenders und des Empfängers erforderlich. Neben der In situ-Bestimmung von Schallwellenlaufzeiten ist es sinnvoll an Gesteinsproben aus dem zu untersuchenden Gebirgsbereich im Labor Laufzeiten zu bestimmen, über die die eigentliche Schallhärte des Gesteins ermittelt werden kann.

3.2.2.4 Erkundung mittels Bohrungen

Bei Tonformationen ist häufig eine unregelmäßige, nicht schichtkonforme Ausbildung der Gesteine zu beachten, wie das Auftreten von auskeilenden Sandlagen, -linsen und/oder Karbonatschichten. Eine sichere Erkundung dieser Gesteine ist daher von besonderer Relevanz. Die Möglichkeit der zerstörungsfreien Erkundung von Tonhorizonten ist jedoch im Vergleich zum Salz deutlich eingeschränkt. Dieses Defizit führt zu Unsicherheiten bei der Durchführung bergmännischer Arbeiten und bedingt einen erhöhten Einsatz von zerstörenden Erkundungsmethoden, wie eine deutlich größere Anzahl von Bohrungen (Untersuchungs- und Erkundungsbohrungen).

Die Untersuchungsbohrungen sollen Informationen über diejenigen Bereiche des Standortes bringen, in denen Streckenauffahrungen vorgesehen sind. Sie werden vor der Auffahrung aller Richtstrecken und Querschläge gebohrt und dienen der Optimierung der Streckenplanung, unter Berücksichtigung der geologischen Gegebenheiten. Bei komplizierten tektonischen Gegebenheiten (z. B. Störungen) können ggf. mehrere Untersuchungsbohrungen notwendig werden.

In diesem Zusammenhang ist bergbehördlich bei nicht auszuschließenden Gasvorkommen eine Vorerkundung der Strecke mit Bohrungen vor der Auffahrung gefordert, um ggf. eingeschlossene Gasvorkommen im Vorfeld zu erkennen und die Gase dosiert über einen Preventer entweichen zu lassen.

Durch die Erkundungsbohrungen sollen petrographische, stratigraphische, geochemische und eventuell auch tektonische Informationen über das Wirtsgestein bzw. die Einlagerungsschicht erlangt werden. Das Wirtsgestein muss durch vertikale, horizontale und/oder geneigte Bohrungen mindestens bis zu der Tiefe, die für die Nutzung als Endlager in Frage kommt, untersucht werden. Die Bohrungen dienen ausschließlich der geologischen Erkundung von Bereichen (z. B. in der Umgebung des Schachtes) in denen später keine Streckenauffahrungen vorgesehen sind.

Die Bohrungen werden als Kernbohrungen nach Möglichkeit mit Luftspülung ausgeführt. Die Bohrungen werden markscheiderisch vermessen. Die Kerne werden geologisch aufgenommen und fotografisch dokumentiert. Die Bohrkernköpfe können anschließend als Prüfkörper für z. B. geomechanische oder hydraulische Messungen benutzt werden.

3.2.3 Untersuchung der potenziellen Einlagerungsbohrlöcher

Die Erstellung der Einlagerungsstrecken und die Einlagerungsbohrlöcher fällt bereits in die Betriebsphase. Die potenziellen Einlagerungsbohrlöcher sind durch Erkundungsbohrungen auf Gasfreiheit vorzuerkunden. Genauso wie für die Streckenvorerkundung gilt auch die für Erkundung der Einlagerungsbohrlöcher, dass aufgrund der geringen Tiefenlage (Bohrlochsohle in ca. 400 m Teufe) nicht mit großen Drücken zu rechnen ist und daher die Schutzklasse bzw. Sicherheitsstufe der eingesetzten Bohrlochsicherheitseinrichtung (Pre-venter) als gering eingestuft werden kann. Bohrlochsicherheitseinrichtungen dieser Schutzklasse sind weit verbreitet im Untertagbetrieb und Stand von Wissenschaft und Technik.

Ferner sollen durch die Erkundungsbohrungen petrographische, stratigraphische, geochemische und eventuell auch tektonische Informationen über die Einlagerungsschicht erlangt werden.

4 Einlagerungskonzepte

Basierend auf entwickelten Einlagerungskonzepten für ausgediente Brennelemente und für WA-Abfälle in einer Salzformation wurden im Rahmen des FuE-Vorhabens GEIST [Filbert et al. 2004] und darauf aufbauend im FuE-Vorhaben GENESIS [Jobmann et al. 2007] erste Überlegungen hinsichtlich einer Übertragung auf eine Tonformation vorgenommen. Dabei wurden analog zur Salzformation für die Einlagerung der Brennelemente 2 Varianten in Betracht gezogen:

- Streckenlagerung von POLLUX-Behältern
- Bohrlochlagerung von Brennstabkokillen in vertikalen, ca. 50 m tiefen Bohrlöchern

Für WA-Abfälle war bei beiden Varianten die Endlagerung in vertikalen Bohrlöchern mit einer Tiefe von ebenfalls ca. 50 m vorgesehen.

Im Gegensatz zur Einlagerung in einer Salzformation wurde angenommen, dass sämtliche Endlagerbehälter mit einer 30 cm dicken Barriere aus Bentonitformteilen zu ummanteln sind, die die Aufgabe hat, mögliche Lösungszutritte zu den Behältern zu verzögern und umgekehrt einen Rückhalteeffekt für in Lösung gegangene Radionuklide zu gewährleisten. Bei den Endlagerbehältern für die Brennelemente wurde zusätzliche eine wärmeverteilende Zwischenschicht aus Sand (sogenannter heat spreader) mit 20 cm Dicke vorgesehen, wodurch bei beiden Behältern die Zwischenlagerzeiten verringert und die Lagerungsdichte erhöht werden konnte. Diese mit dem heat spreader „optimierten“ Einlagerungskonzepte werden hier zugrunde gelegt. Bei den HAW-Kokillen ist aufgrund der vergleichsweise geringen Wärmeleistung ein heat spreader nicht erforderlich. Dies gilt auch für CSD-B und CSD-C.

Für diese Einlagerungskonzepte sind jeweils verschiedene Einlagerungsvarianten denkbar, die nachfolgend dargestellt und bewertet werden, um sowohl für ausgediente Brennelemente als auch für die WA-Abfälle Vorzugsvarianten zu erhalten, die der weiteren Planung zugrunde gelegt werden.

4.1 Einlagerungskonzepte für die Einlagerung von ausgedienten Brennelementen

Mit dem Ziel, eine Vorzugsvariante für die Endlagerung ausgedienter Brennelemente zu ermitteln, werden zunächst die jeweiligen Einlagerungsvarianten untersucht und bewertet, um darauf aufbauend die sich ergebenden Vorzugsvarianten für die Strecken- und die Bohrlochlagerung gegenüberstellen zu können.

4.1.1 Streckenlagerung POLLUX-3

Im Vorhaben GEIST führten erste Überlegungen für die Einlagerung von ausgedienten Brennelementen in POLLUX-Behältern, diese im Hinblick auf die aus Langzeitsicherheitsgründen erforderlichen Bentonitummantelung (allseitig 30 cm) in der Einlagerungsstrecke auf eine vorbereitete Schale aus kompaktierten Bentonitformteilen abzulegen und nachfolgend einzuhausen. Im Vorhaben GENESIS wurde neben dem Einsatz eines graphitisierten Bentonits zusätzlich noch eine als heat spreader fungierende Sandschicht von 20 cm Stärke zwischen POLLUX-Behälter und Bentonitummantelung gefordert, um die Zwischenlagerzeiten bei gleichzeitiger Einhaltung der Grenztemperatur von $<100\text{ °C}$ im Bentonit reduzieren zu können. Die mit dieser Verfahrensweise verbundenen Vor- und Nachteile sowie weitere denkbare Varianten werden nachfolgend vorgestellt und bewertet.

Grundsätzlich sind 4 Varianten hinsichtlich der Bildung von Transporteinheiten denkbar:

- POLLUX-Behälter, Bentonitummantelung und Sand einzeln
- POLLUX-Behälter mit Sand in Container, Bentonitummantelung einzeln
- Bentonitummantelung mit Sand in Container, POLLUX-Behälter einzeln
- POLLUX-Behälter mit Sand und Bentonitummantelung in Supercontainer

4.1.1.1 POLLUX-Behälter, Bentonitummantelung und Sand einzeln – Variante 1

Diese Variante geht davon aus, dass POLLUX-Behälter, Bentonitummantelung und Sand jeweils einzeln bzw. nacheinander eingebracht werden.

Zunächst werden das Bentonitauflager auf der Streckensohle sowie die schachtabgewandte Stirnschalung aus Bentonit am Einlagerungsort eingebaut – Abbildung 4-1 (A). Anschließend folgen die Sandschicht in der Mulde des Auflagers (B) und das Absetzen des POLLUX-Behälters (C) mit Hilfe einer als Hubportal ausgeführten Einlagerungsvorrichtung. Im nächsten Schritt werden die oberen Bentonitschalen aufgesetzt und die schachtzugewandte Stirnschalung (nicht dargestellt) eingebracht (D). Zum Schluss werden der Ringraum durch Öffnungen in den oberen Bentonitschalungen (D) und/oder durch Öffnungen im oberen Bereich der Stirnschalungen mit Sand verfüllt und die Öffnungen mit Passstücken aus Bentonit verschlossen (E).

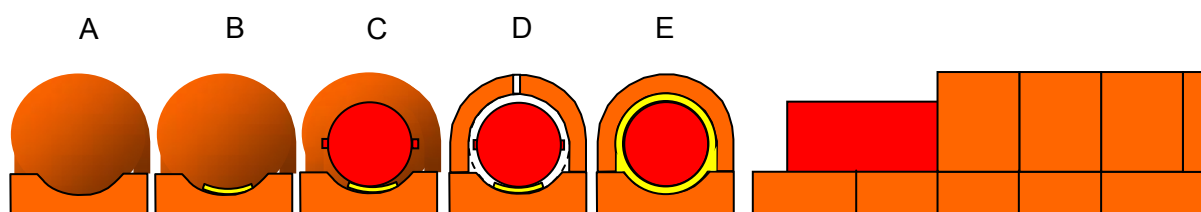


Abbildung 4-1: Prinzipdarstellung Arbeitsschritte für Einlagerung

Aus Gründen der Handhabbarkeit besteht auch das Auflager aus mehreren Einzelteilen. Für deren Positionierung auf der Streckensohle ist im Hinblick auf einen gleichmäßigen Lastabtrag die Streckensohle durch das Aufbringen und Planieren einer Ausgleichsschicht vorzubereiten, die z. B. aus Wirtsgesteins- oder Bentonitgranulat bestehen kann. Für den Einbau der einzelnen Komponenten der Bentonitummantelung kommen entweder ein Fahrzeug mit Manipulatorarm oder die Einlagerungsvorrichtung für den POLLUX-Behälter in Frage.

Nach dem Einbau des Auflagers nebst schachtabgewandter Stirnschalung und dem Aufbringen der Sandschicht wird der POLLUX-Behälter auf einem Plateauwagen in die Einlagerungsstrecke transportiert. Am Übergabepunkt, der, um den Bau von 2 Gleissystemen mit unterschiedlicher Spurweite zu vermeiden, zweckmäßigerweise im Zugang der Einlagerungsstrecke liegt, übernimmt ein eigenverfahrbare Hubportal den POLLUX vom Plateauwagen und fährt zum Ablageort und setzt diesen ab. Anschließend erfolgen der Einbau der oberen Bentonitschalen und der schachtzugewandten Stirnschalung sowie die Resthohlraumverfüllung mit Sand.

Abbildung 4-2 zeigt die Situation in der Einlagerungsstrecke am Streckenanfang bei der Übernahme des POLLUX-Behälters durch die Einlagerungsvorrichtung und beim Ablegen auf das Bentonitauflager am Einlagerungsort. Unter Berücksichtigung des Platzbedarfs für das Hebezeug für den Einbau der Bentonitschalen wird der lichte Streckenquerschnitt mit 22 m² bis 24 m² angenommen.

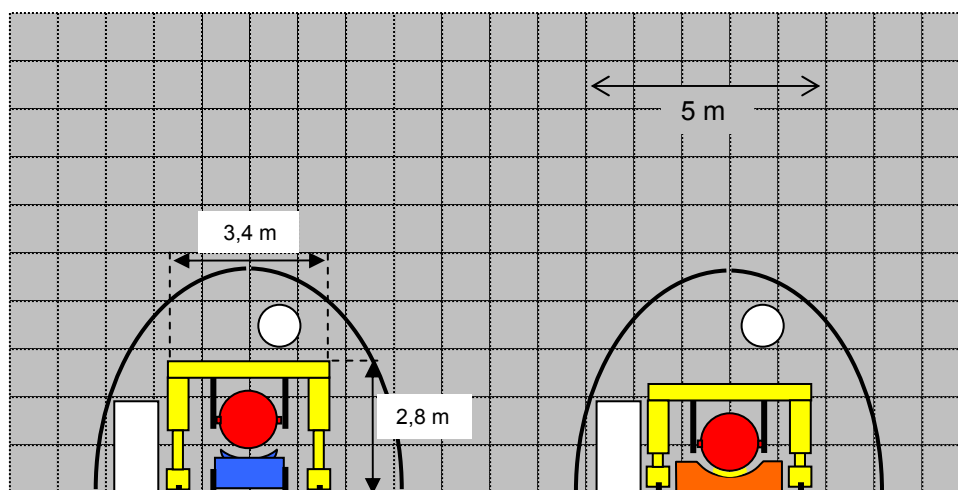


Abbildung 4-2: Querschnittsbedarf in der Einlagerungsstrecke

Vorteil dieser Variante sind die vergleichsweise geringen Einzellasten (max. 38 t für den POLLUX-Behälter). Nachteilig ist der aus sehr vielen Teilarbeitsvorgängen bestehende Betriebsablauf insbesondere im Hinblick auf die aus Einzelteilen bestehende Bentonitummantelung und den vorort einzubringenden heat spreader. Die Handhabung von POLLUX-Behälter und Bentonitschalen erfordert ggf. unterschiedliche Hebezeuge. Für den Aufbau des Auflagers ist die Streckensohle vorzubereiten.

4.1.1.2 POLLUX-Behälter mit Sand in Container, Bentonitummantelung einzeln – Variante 2

Diese Variante besteht darin, dass der POLLUX-Behälter zusammen mit dem heat spreader (Sand) in einen Container aus Stahlblech eingebracht wird – Abbildung 4-3. Der Container wird analog zu Variante 1 am Einlagerungsort auf dem Bentonitauflager abgelegt und nachfolgend mit einer Bentonitschale von oben abgedeckt.

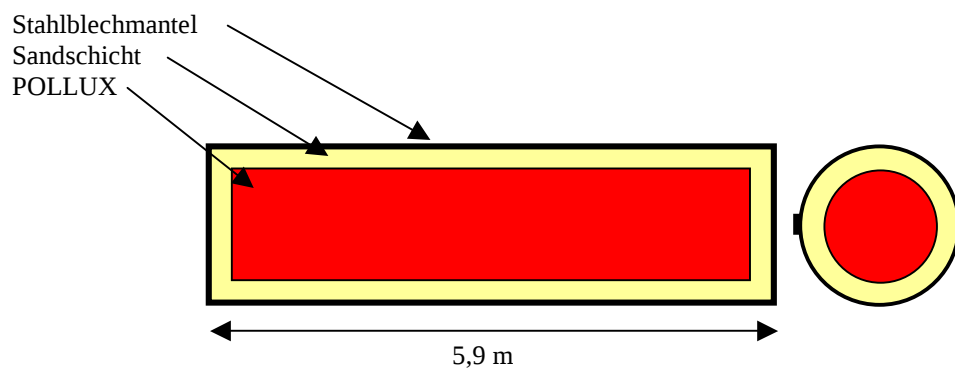


Abbildung 4-3: POLLUX-Behälter mit heat spreader in Container

Eine Montage der Transporteinheit ist wegen der einzubringenden Sandschicht nur aufrecht stehend möglich:

- Einbringen Sandschicht am Boden
- Einheben des POLLUX-Behälters
- Einbringen Sandschicht in Ringraum und oberhalb des POLLUX-Behälters
- Verschließen Stahlblechmantel mit Deckel

Der Transport sowie die Einlagerung erfolgt in horizontaler Position. Auch hier wird analog zu Variante 1 der auf einem Plateauwagen angelieferte Container am Übergabepunkt im Zugang der Einlagerungsstrecke von einem eigenverfahrbaren Hubportal, das auch als Einlagerungsvorrichtung fungiert, übernommen und zum Ablegeort transportiert und dort auf dem Bentonitauflager abgesetzt. Anschließend erfolgen die Einhausung mit den oberen Bentonitschalen und der Einbau der schachtseitigen Stirnschalung.

Abbildung 4-4 zeigt die Situation in der Einlagerungsstrecke am Streckenanfang bei der Übernahme des Containers durch die Einlagerungsvorrichtung und beim Ablegen auf das Bentonitauflager am Einlagerungsort. Unter Berücksichtigung des Platzbedarfs für das Hebezeug für den Einbau der Bentonitschalen wird der lichte Streckenquerschnitt mit 22 m² bis 24 m² angenommen.

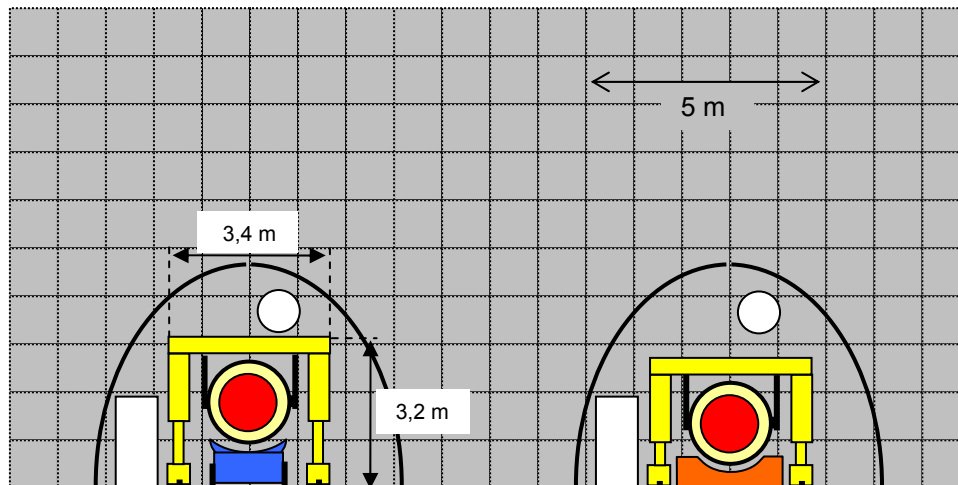


Abbildung 4-4: Querschnittsbedarf in der Einlagerungsstrecke

Im Vergleich zu Variante 1 kann hier auf das Einbringen des heat spreaders vorort verzichtet werden. Trotzdem verbleibt hier ein noch immer aus vielen Teilarbeitsschritten bestehender Betriebsablauf. Auch hier sind ggf. mehrere Hebezeuge vor Ort erforderlich. Hinzu kommt eine größere Masse des Containers von ca. 56 t (Anlage 4-1).

4.1.1.3 Bentonitummantelung mit Sand in Büchse, POLLUX-Behälter einzeln – Variante 3

Diese Variante geht davon aus, dass die Bentonitummantelung mit der zur Wärmeverteilung erforderlichen Sandschicht in einer doppelwandigen zylindrischen Büchse aus Stahlblech vormontiert wird, deren Innendurchmesser so bemessen ist, dass der POLLUX-3-Endlagerbehälter nach Demontage der Tragzapfen vorort mit Hilfe einer Horizontalschubvorrichtung hineingeschoben werden kann – Abbildung 4-5.

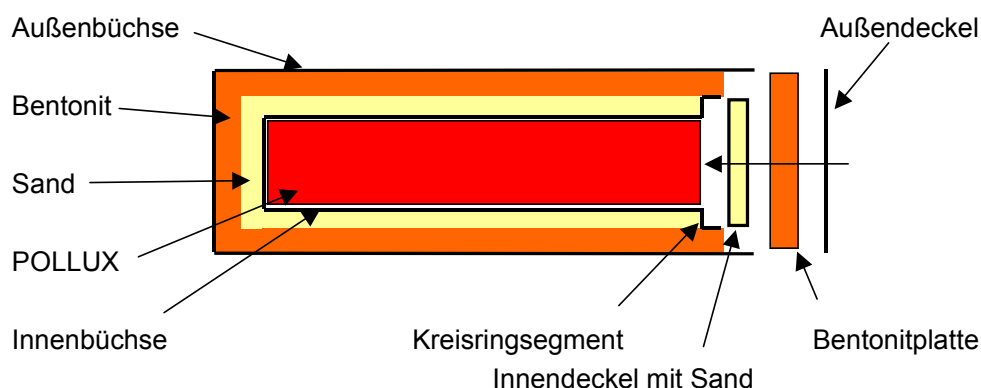


Abbildung 4-5: Büchse mit Bentonit und Sand

Die Büchse weist eine Masse von ca. 47 t auf (Anlage 4-2). Die Montage der Büchse erfolgt wegen der einzubringenden Sandschicht aufrecht stehend:

- Einheben Bodenplatte aus Bentonit in Außenbüchse aus Stahlblech
- Einstapelung Bentonitringe am äußeren Umfang
- Einbringen Sandschicht auf Bodenplatte
- Einlassen Innenbüchse und Verfüllen Ringspalt zwischen Bentonitringen und Innenbüchse
- Einsetzen Kreisringsegment zum Verschließen des Ringraums mit Sand

Für diese Variante wäre auf der Streckensohle zunächst ein Auflager für die Büchse herzustellen, um einerseits eine ausreichende Arbeitshöhe für die gleisgebundene Einlagerungsmaschine mit Horizontalschubvorrichtung zu schaffen. Andererseits muss es die beim Hineinschieben des POLLUX auftretenden Schubkräfte aufnehmen. Das Auflegen der Büchse auf das Auflager erfolgt mit Hilfe eines verfahrbaren Hubportals. Anschließend erfolgt der Antransport und das Hineinschieben des POLLUX mit Hilfe der Horizontalschubvorrichtung, die sich dazu z. B. mit Abspannpratzen gegen ein Widerlager (z. B. Streckenstöße) verspannt oder formschlüssig mit der Büchse verbindet. Der schrittweise Einschubvorgang ist schematisch in Abbildung 4-6 dargestellt.

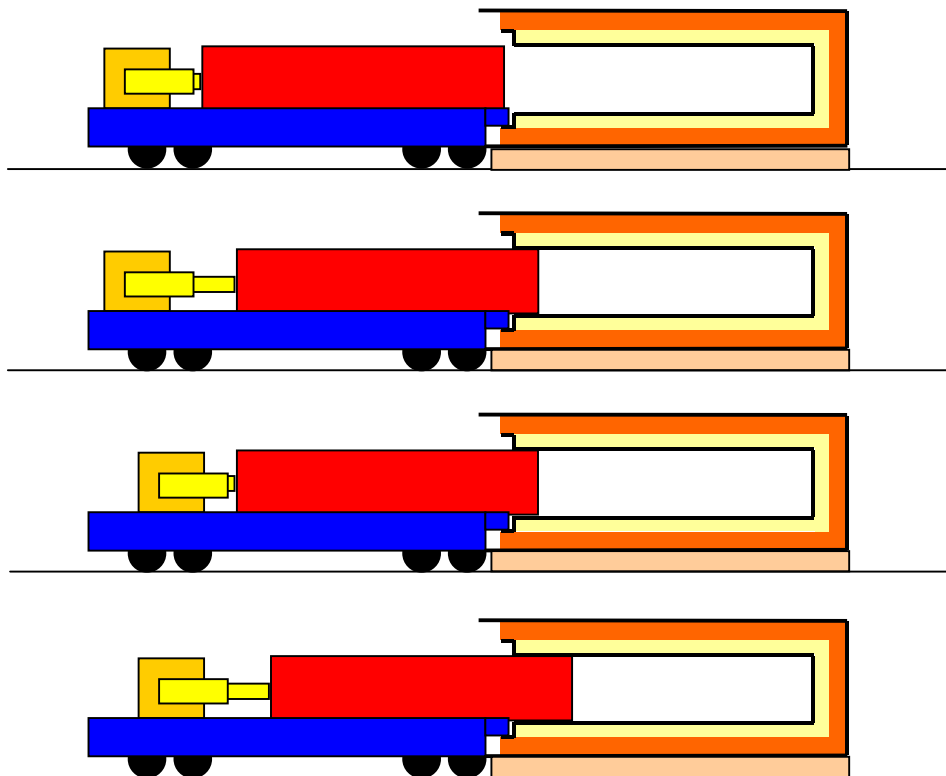


Abbildung 4-6: Schematische Darstellung des Einschubvorgangs der Einlagerungsmaschine mit Horizontalschubvorrichtung

Im Anschluss daran wird die Büchse verschlossen. Dazu werden zunächst der Innendeckel mit dem heat spreader und die Bentonitplatte eingebracht und abschließend der Außendeckel aufgesetzt.

Vorteil dieser Variante ist die mögliche räumliche Entzerrung von Arbeitsvorgängen, da die Büchse anderenorts vormontiert werden kann und, dass die technische Barriere aus Bentonit durch die Stahlblechummantelung gegen mechanische Beanspruchungen geschützt ist.

Dem gegenüber steht ein komplexer Betriebsablauf, der mehrere schwere Handhabungsgeräte erfordert:

- 1 selbstverfahrbares Hubportal zur Übernahme der Büchse von einem Plateauwagen und Absetzen der Büchse auf dem Auflager
- 1 ortsfestes Hubportal zur Übernahme des POLLUX-Behälters von einem Plateauwagen und zum Ablegen auf der Einlagerungsmaschine mit Horizontalschubvorrichtung. Das Hubportal kann an zentraler Stelle im Grubengebäude positioniert werden. Ggf. könnte auch das Hubportal zum Umladen der Büchse verwendet werden.
- Einlagerungsmaschine mit Horizontalschubvorrichtung
- Fahrzeug mit Manipulatorarm zum Einbau des Deckels

Damit verbunden sind ein hoher Rangieraufwand und zahlreiche Umsetzvorgänge. Des Weiteren sind innerhalb einer Einlagerungsstrecke 2 Gleissysteme mit unterschiedlichen Spurweiten zu verlegen. Für die Plateauwagen (POLLUX-Behälter und Büchse) sowie für die Einlagerungsmaschine mit Horizontalschubvorrichtung reicht ein normalspuriges Gleis (1435 mm) aus. Dadurch können Kurvenradien und Streckenquerschnitte (außer Einlagerungsstrecken) klein gehalten werden. Die in den Einlagerungsstrecken verkehrenden Hubportale benötigen jedoch eine Spurweite von ca. 3,2 m.

Der erforderliche lichte Streckenquerschnitt ergibt sich aus dem Querschnittsbedarf für das Hubportal für die Büchsen und beträgt im Bereich der Übernahmestelle ca. 30 m² und im weiteren Streckenverlauf ca. 28 m² - Abbildung 4-7.

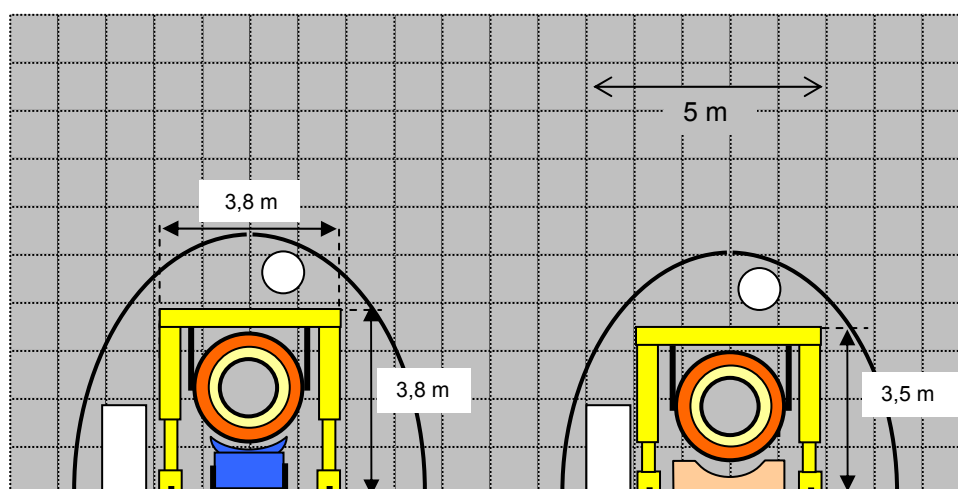


Abbildung 4-7: Querschnittsbedarf in der Einlagerungsstrecke (Hubportal für Büchse, links: Übernahme Büchse, rechts: Ablegen Büchse)

Eine Reduzierung des Streckenquerschnitts in der Einlagerungsstrecke lässt sich konstruktiv dadurch erreichen, dass das Hubportal mit einer Scherenhubeinrichtung und auf der schachtabgewandten Seite mit einem zweiteiligen Querträger ausgestattet wird, der sich im lastfreien Zustand – nach Ablegen der Büchse – öffnen lässt. Dadurch ist es möglich, dass die Oberkante des Portals niveaugleich mit der Büchse sein kann und dieses Hubportal gegenüber dem in Abbildung 4-7 dargestellten Hubportal eine für den Transport wesentlich niedrigere Arbeitsstellung einnehmen kann – Abbildung 4-8.

Unter der Annahme, dass das Auflager für die Büchse eine Höhe von 0,5 m oberhalb der Streckensohle besitzt, beträgt die Höhe des Hubportals zum Überfahren des Auflagers einschließlich 0,1 m Sicherheitsabstand 2,9 m. Damit ergibt ein lichter Streckenquerschnitt von ca. 23 m².

Um den Vorteil geringer Streckenquerschnitte nutzen zu können, befindet sich Übergabestelle am Anfang der Einlagerungsstrecke.

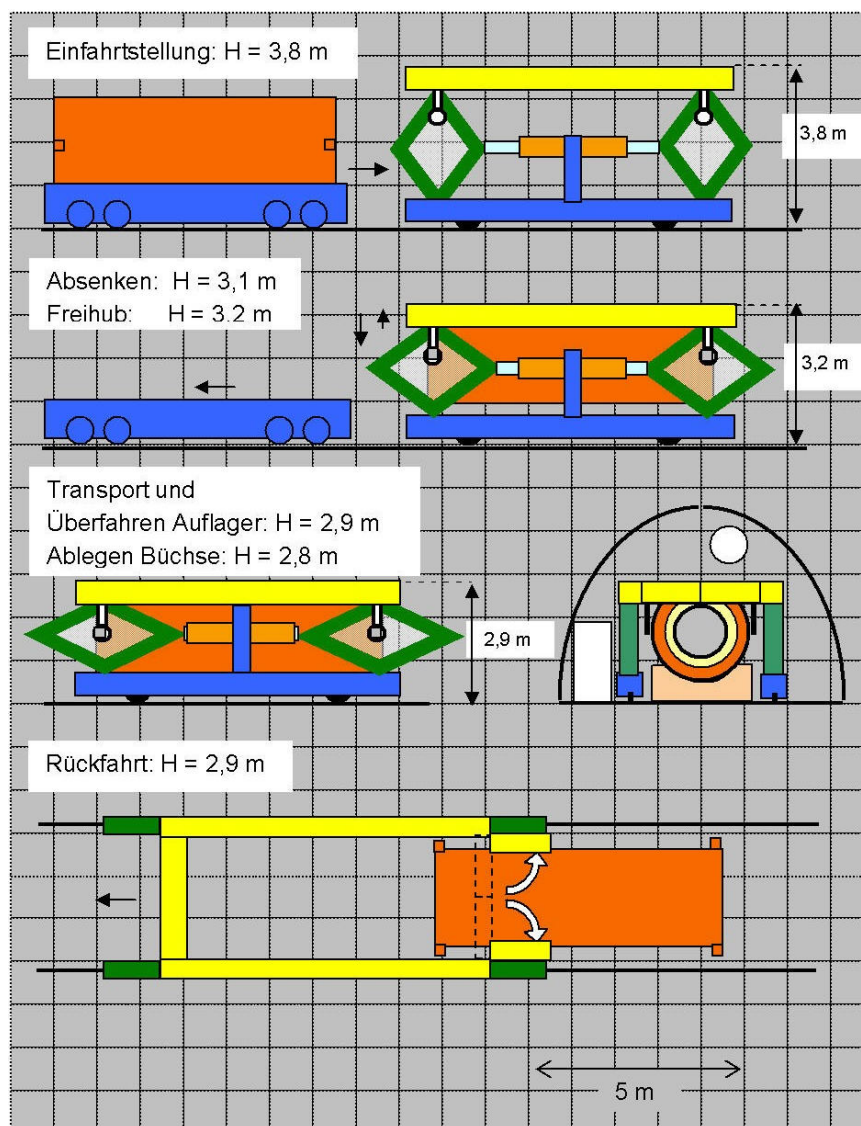


Abbildung 4-8: Darstellung Arbeitsstellungen Hubportal mit Scherenhubvorrichtung für Büchse

Für das Einfahren des Plateauwagens mit der BÜchse befindet sich das Hubportal in höchster Stellung ($H = 3,8 \text{ m}$). Die schachtabgewandten Querträger sind geschlossen und verriegelt. Zur Übernahme der BÜchse senkt sich das Portal soweit ab, dass die Oberkante des Portals niveaugleich mit der BÜchse ist ($H = 3,1 \text{ m}$). Nach Andocken der Schwingen an die Tragzapfen der BÜchse erfolgt der Freihub vom Plateauwagen ($H = 3,2 \text{ m}$). Nach Herausziehen des Plateauwagens senkt das Hubportal auf Transportstellung ab ($H = 2,9 \text{ m}$) und fährt zum Ablegeort. Im Anschluss an das Ablegen der BÜchse ($H = 2,8 \text{ m}$) werden die Querträger geöffnet und das Hubportal zurück gefahren.

4.1.1.4 POLLUX-Behälter mit Sand und Bentonitummantelung in Supercontainer – Variante 4

Variante 4 geht davon aus, dass die Bentonitummantelung mit der zur Wärmeverteilung erforderlichen Sandschicht und der POLLUX-Behälter in einem sogenannten Supercontainer aus Stahlblech vormontiert wird – Abbildung 4-9.

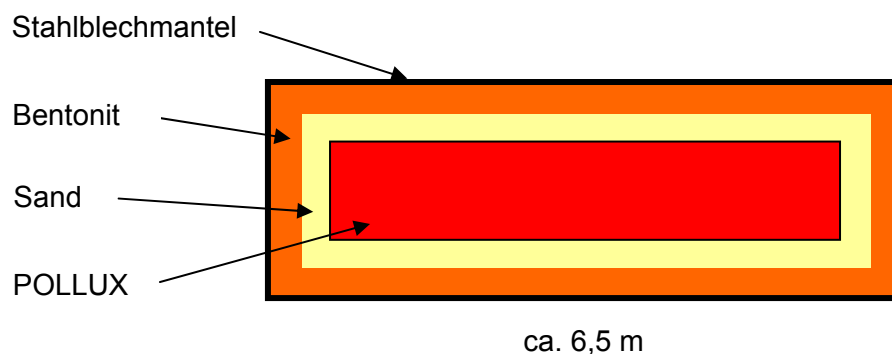


Abbildung 4-9: Supercontainer mit POLLUX-Behälter, Bentonit und Sand

Der Supercontainer weist eine Masse von ca. 86 t auf (Anlage 4-3). Die Montage des Supercontainers erfolgt wegen der einzubringenden Sandschicht aufrecht stehend:

- Einheben Bodenplatte aus Bentonit in Supercontainer aus Stahlblech
- Einstapelung Bentonitringe am äußeren Umfang
- Einbringen Sandschicht auf Bodenplatte
- Einheben POLLUX-Behälter
- Verfüllen Ringspalt zwischen Bentonitringen und POLLUX-Behälter mit Sand sowie Aufbringen Sandschicht auf POLLUX-Behälter
- Einheben obere Bentonitplatte
- Verschließen des Supercontainers mit Deckel

Der Transport sowie die Einlagerung erfolgt in liegender bzw. horizontaler Position. Dazu ist der Supercontainer zu schwenken. Vorteil dieser Variante ist die mögliche räumliche Entzerrung von Arbeitsvorgängen, da der Supercontainer anderenorts komplett vormontiert werden kann. Daraus ergibt sich vorort auch ein mit wenigen Handhabungsschritten verbundener

Betriebsablauf. Ferner ist die technische Barriere aus Bentonit durch die Stahlblechummantelung gegen mechanische Beanspruchungen geschützt.

Der Supercontainer wird auf einem normalspurigem Plateauwagen bis zu einer Übergabestelle am Anfang der Einlagerungsstrecke angeliefert. Für die weitere Handhabung des Supercontainers ergeben sich 2 Untervarianten. Eine weitere Untervariante besteht in einer Abwandlung der vorstehenden Varianten in der Form, dass die Supercontainer in rechtwinklig zur Streckenachse angeordnete, horizontale Großbohrlöcher (Mikro Tunnel) eingelagert werden.

- Untervariante 4/1 - Transport untertage bis Beginn Einlagerungsstrecke auf Plateauwagen und Übernahme des Supercontainer von verfahrbarem Hubportal mit Scherenhubvorrichtung wie Variante 3
- Untervariante 4/2 - Transport untertage bis Beginn Einlagerungsstrecke auf Plateauwagen und Übergabe Supercontainer mit Hubportal auf verlorenen Einlagerungswagen
- Untervariante 4/3 - Transport untertage bis Einlagerungsort mit Einlagerungsfahrzeug mit Horizontalschubvorrichtung

Untervariante 4/1

Die Übernahme des Supercontainers vom Plateauwagen erfolgt am Anfang der Einlagerungsstrecke durch ein verfahrbares Hubportal mit Scherenhubvorrichtung, dessen Konstruktion es in Analogie zu Variante 3 zulässt, den Supercontainer bei Niveaugleichheit des Portals zu transportieren und abzulegen. Dazu lässt sich der schachtabgewandte, zweiteilige Querträger für die Rückfahrt des Hubportals öffnen (lastfreier Zustand). Der Querschnittsbedarf des Hubportals ist in Abbildung 4-10 dargestellt.

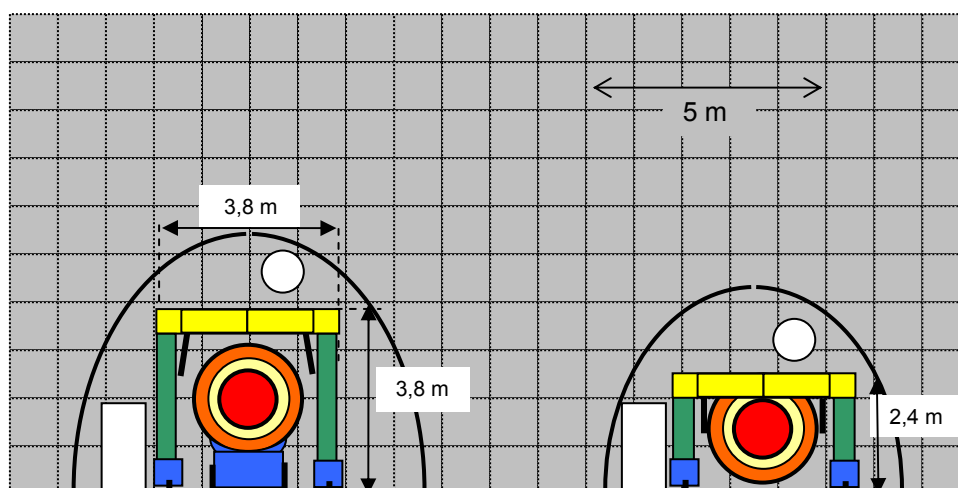


Abbildung 4-10: Querschnittsbedarf des Hubportals (links: Bereich Übergabestelle, rechts: Transport zu Ablegestelle)

Der erforderliche lichte Querschnitt an der Übergabestelle in der Einlagerungsstrecke ergibt sich aus der höchsten Arbeitsstellung des Hubportals und beträgt ca. 30 m² - Abbildung 4-10 (links). Der lichte Querschnitt in der Einlagerungsstrecke für den Transport des Supercontai-

ners beträgt ca. 21 m². Abbildung 4-11 verdeutlicht die Funktionsweise des Hubportals anhand verschiedener Arbeitsstellungen.

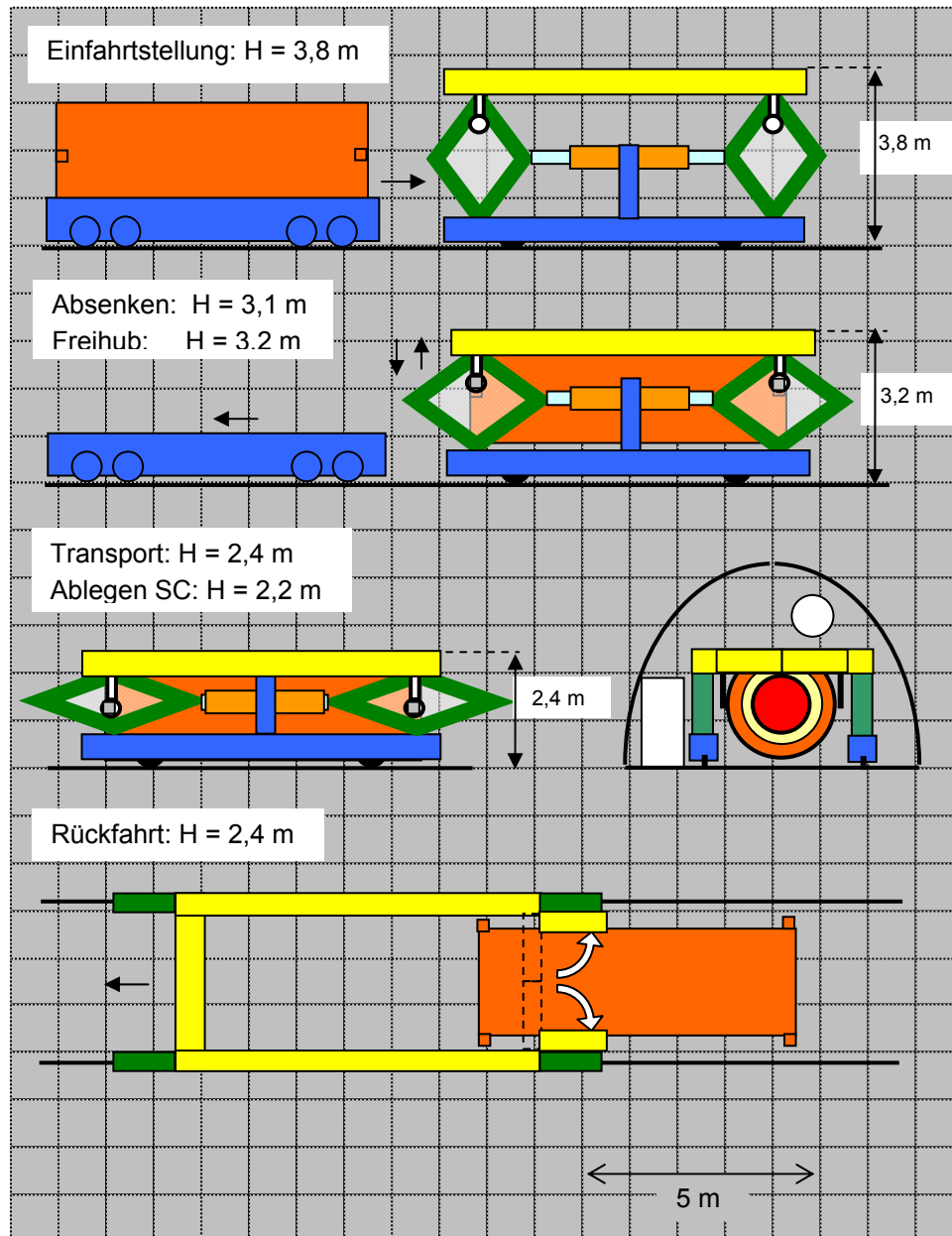


Abbildung 4-11: Darstellung Arbeitsstellungen des Hubportals mit Scherenhubvorrichtung für den Supercontainer

Für das Einfahren des Plateauwagens mit dem Supercontainer befindet sich das Hubportal in höchster Stellung ($H = 3,8 \text{ m}$). Die schachtabgewandten Querträger sind geschlossen und verriegelt. Zur Übernahme des Supercontainers senkt sich das Portal soweit ab, dass die Oberkante des Portals niveaugleich mit dem Supercontainer ist ($H = 3,1 \text{ m}$). Nach Andocken der Schwingen an die Tragzapfen des Supercontainers erfolgt der Freihub vom Plateauwagen ($H = 3,2 \text{ m}$). Nach Herausziehen des Plateauwagens senkt das Hubportal auf Transportstellung ab ($H = 2,4 \text{ m}$) und fährt zum Ablegeort. Im Anschluss an das Ablegen des

Supercontainers auf die Streckensohle ($H = 2,2 \text{ m}$) werden die Querträger geöffnet und das Hubportal zurück gefahren. Für diese Variante ist ein Auflager wie bei Variante 3 nicht erforderlich, jedoch ist in der Streckensohle eine muldenförmige Bettung zu schaffen, dass der Supercontainer nach Ablegen gegen seitliches Wegrollen gesichert ist.

Untervariante 4/2

Der Transport des Supercontainers auf dem Plateauwagen erfolgt analog zur vorstehenden Untervariante bis zur Umschlagstelle am Anfang der Einlagerungsstrecke. Dort wird der Supercontainer mit Hilfe eine temporär ortsfesten Hubportals auf einen verlorenen Einlagerungswagen umgeladen und in der Einlagerungsstrecke mit Hilfe einer Lok an der vorgesehen Position abgestellt. Abbildung 4-12 zeigt den Querschnittsbedarf des Hubportals im Bereich der Übergabestelle und im weiteren Verlauf der Einlagerungsstrecke.

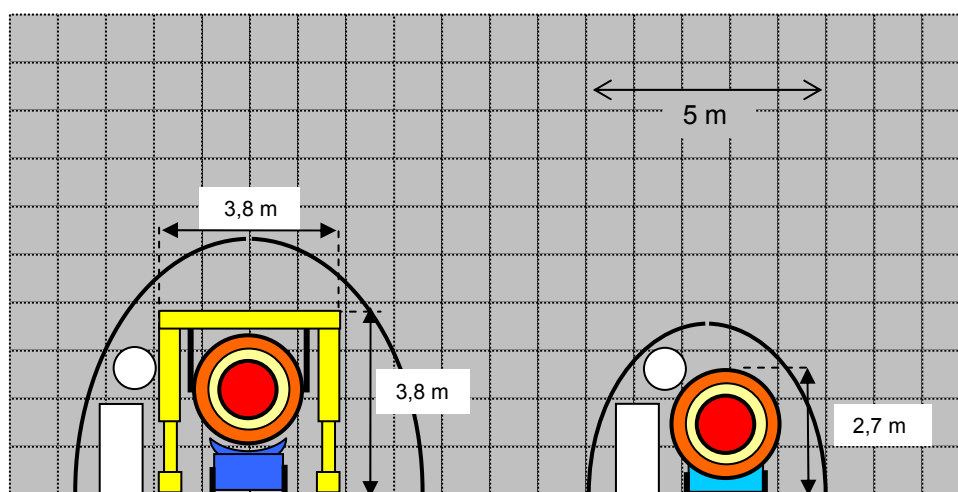


Abbildung 4-12: Querschnittsbedarf bei Einlagerung auf verlorenem Einlagerungswagen (links: Übergabestelle, rechts: Abstellposition)

Im Bereich der Übergabestelle ist ein lichter Querschnitt von ca. 30 m^2 erforderlich. Durch die Verwendung eines verlorenen Einlagerungswagens lässt sich der lichte Querschnitt in der Einlagerungsstrecke jedoch auf ca. 14 m^2 reduzieren.

Der Betriebsablauf für die Einlagerung beginnt mit dem Antransport des Einlagerungswagens zur Umschlagstelle in der Einlagerungsstrecke. Dieser wird auf einem Plateauwagen angeliefert und vom Hubportal oder einem anderen Hebezeug auf dem Gleis in der Einlagerungsstrecke abgesetzt, da der Einlagerungswagen zur weitest gehenden Gewichtsreduzierung nicht kurvengängig ausgeführt ist. Anschließend erfolgt der Antransport des Supercontainers auf dem Plateauwagen und die Übernahme des Supercontainers durch das Hubportal – Abbildung 4-13. Nach Zurückziehen des Plateauwagens muss der Einlagerungswagen unter dem im Hubportal hängenden Supercontainer positioniert werden. Dazu ist entweder eine besondere Transporteinrichtung (z. B. eine Gleisfördereinrichtung) erforderlich, da in dieser Situation die Lok das Hubportal nicht unterfahren kann oder der Plateauwagen wird dem Einlagerungswagen angekuppelt, so dass mit dem Zurückziehen des Plateauwagens der Einlagerungswagen unter dem Hubportal positioniert werden kann,

wie das in Abbildung 4-13 dargestellt ist. Danach wird der Supercontainer auf dem Einlagerungswagen abgesetzt und mit Hilfe der Lok zur vorgesehenen Abstellposition gefahren.

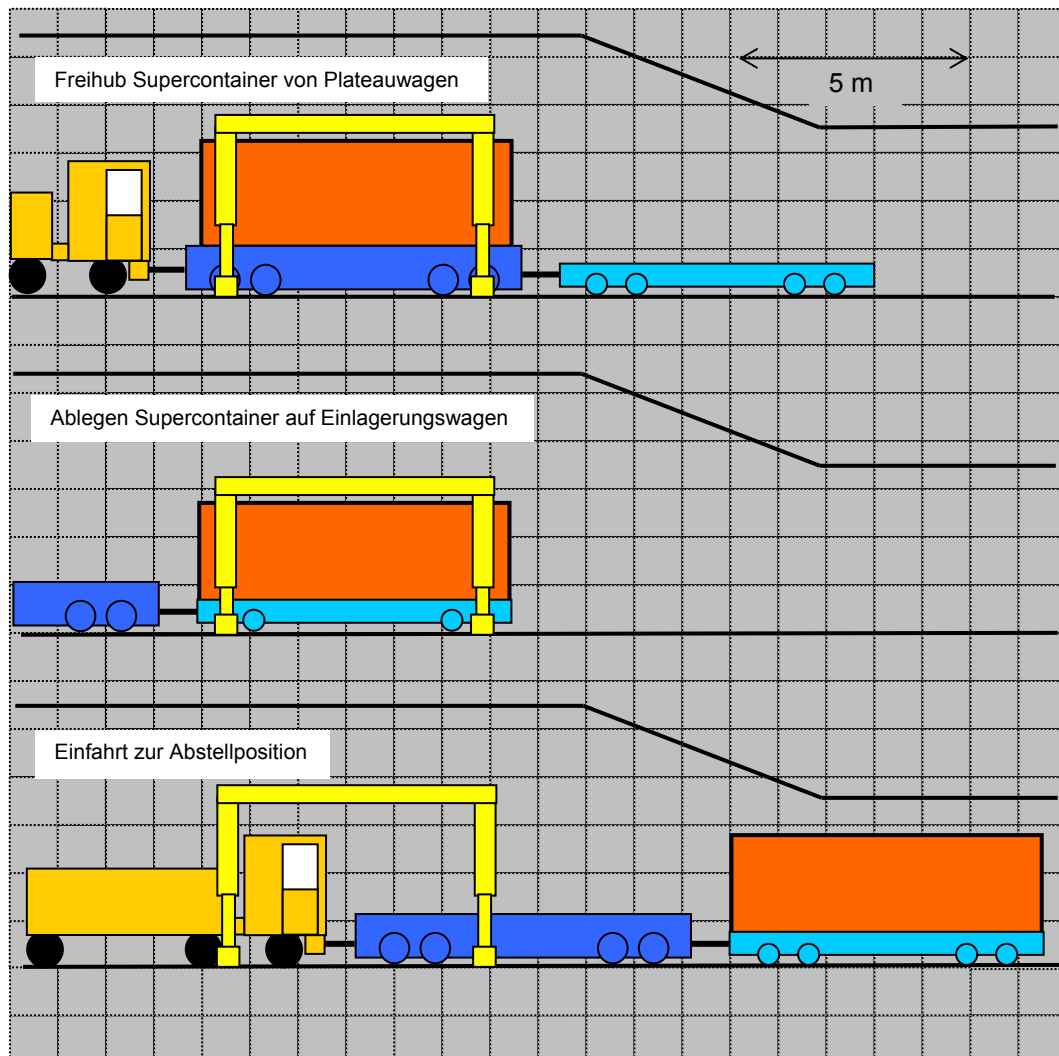


Abbildung 4-13: Darstellung Arbeitsstellungen des Hubportals mit Umladung des Supercontainers

Ein Nachteil ist, dass das Einbringen von Versatz im Bereich des Einlagerungswagens schwierig ist. Eine denkbare Lösung ist, sich konstruktiv ergebende Hohlräume des Einlagerungswagens bereits vorher weitgehend zu verfüllen (z. B. mit Formsteinen aus Bentonit), so dass im Wesentlichen nur noch geringe Resthohlräume zwischen Fahrzeugboden und Streckensohle verbleiben – Abbildung 4-14.

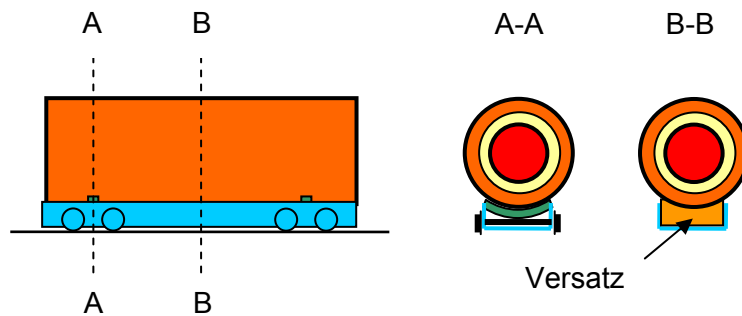


Abbildung 4-14: Verlorener Einlagerungswagen mit Supercontainer

Untervariante 4/3

Zur Reduzierung der Gesamtanzahl der Einlagerungsstrecken ist eine Abwandlung der vorstehenden Varianten in der Form denkbar, dass die Supercontainer in rechtwinklig zur Streckenachse angeordnete, horizontale Großbohrlöcher (Mikro Tunnel) eingelagert werden¹.

Die Großbohrlöcher sind in ihrer Länge so bemessen, dass sie jeweils 1 Supercontainer aufnehmen können, der von einer in der Strecke befindlichen Einlagerungsvorrichtung in das Bohrloch hinein geschoben wird. Dazu sind die Bohrlöcher mit einem Außenliner ausgebaut, der auch die Funktion einer Gleitebene zum Hereinschieben der Supercontainer hat. Die Einlagerungsvorrichtung ist ein auf normalspurigen Gleisen verfahrbares Fahrzeug mit einer Horizontalschubeinrichtung. Am Einlagerungsort befindet sich eine auf Luftkissen bewegbare Drehbühne mit Gleisen. Nach Entlüften wird das Einlagerungsfahrzeug auf die Drehbühne geschoben und dort arretiert. Nach Druckbeaufschlagung wird die Drehbühne um 90° gedreht und anschließend entlüftet und der Supercontainer mit der Horizontalschubeinrichtung in das Bohrloch geschoben. Die Reaktionskräfte werden am gegenüberliegenden Streckenstoß über Abspannpratzen in das Gebirge eingeleitet. Die Horizontalschubeinrichtung besteht aus einem 3-stufigen Hydraulikzylinder mit einer Teleskopierlänge von ca. 6 m. Dieser wird mit Hilfe eines auf dem Fahrzeug verlagerten Schreitwerks nachgeführt. Damit liegt der SC einschließlich eines ggf. zusätzlichen Verschlusses außerhalb der Auflockerungszone im Streckenmantel.

Der Querschnittsbedarf in der Einlagerungsstrecke ist in Abbildung 4-15 dargestellt.

¹ [Anm: Die Varianten 1, 2 und 3 werden hierfür nicht in Betracht gezogen, weil sie gegenüber der Variante 4 keine Vorteile aufweisen, der Aufwand hoch ist und technisch schwer zu realisieren sind.]

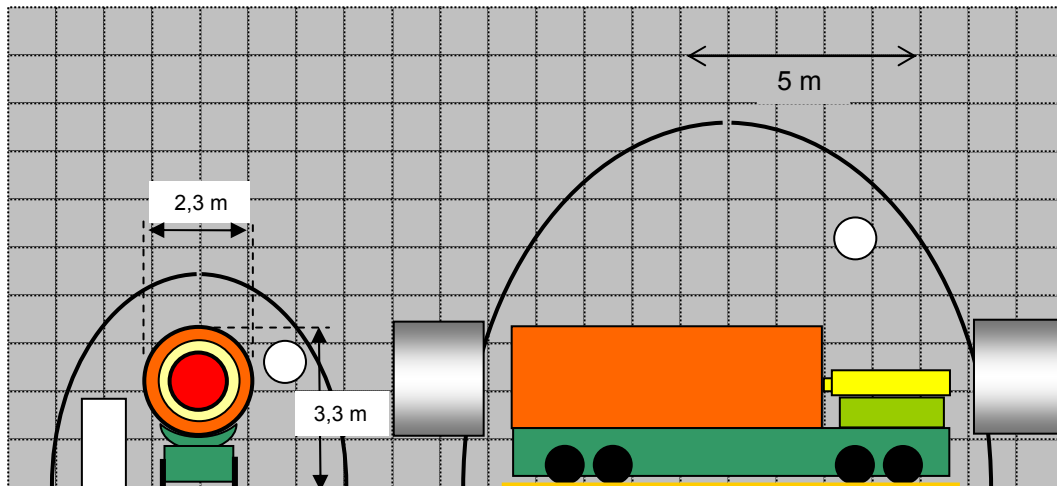


Abbildung 4-15: Querschnittsbedarf des Einlagerungsfahrzeugs

Für die zwischen den Einlagerungsorten liegenden Streckenteile ist für den Transport ein lichter Querschnitt von ca. 22 m² erforderlich. An den Einlagerungsorten selbst beträgt dieser ca. 65 m². Abbildung 4-16 zeigt den Ablauf der Einlagerung.

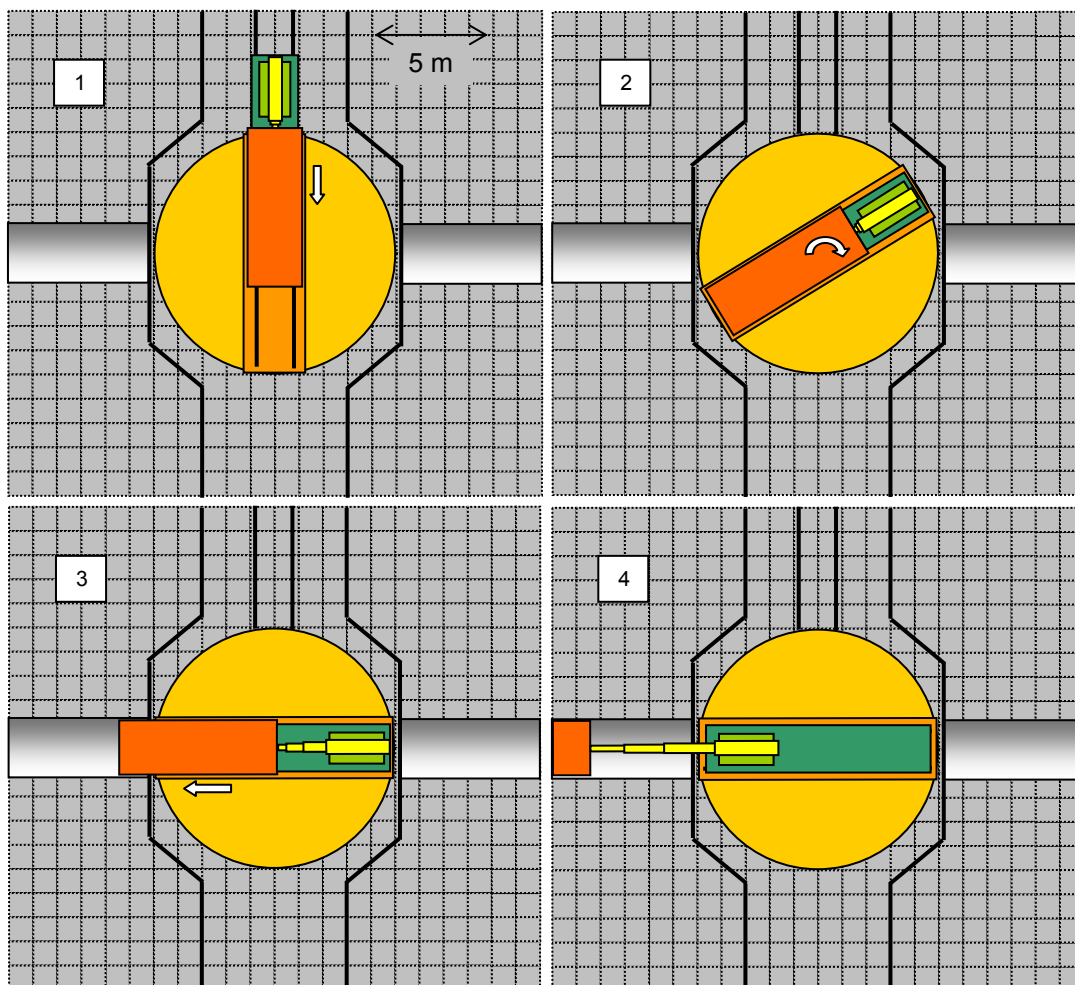


Abbildung 4-16: Einlagerungsablauf Untervariante 4/3

Neben der o. g. Reduzierung der Anzahl der Einlagerungsstrecken bestehen weitere Vorteile dieser Variante darin, dass der Supercontainer mit nur geringem Ringspalt in das Bohrloch eingebracht werden kann. Zur Abdichtung zur Strecke hin könnte ein Bentonitpfropfen verwendet werden, der mit derselben Einrichtung in das Bohrloch geschoben werden kann. Ferner können Raubarbeiten (Gleise, Ausbau) leichter durch geführt werden.

Demgegenüber stehen jedoch mehrere Nachteile. Neben dem hohen Auffahrungsaufwand müssen die Strecken vor ihrer Nutzung komplett hergerichtet sein, d. h., die Bohrlöcher einschließlich ihrer Verrohrung sowie sämtliche Drehbühnenfundamente müssen vor Übergabe der Strecke an den Kontrollbereich fertig gestellt sein. Der hohe Zeitaufwand für die Bohrloch- und Fundamentherstellung führt gegenüber den anderen Varianten zu langen Offenstandszeiten der Einlagerungsstrecken. In diesem Zusammenhang ergibt sich ein weiterer Nachteil durch ggf. zu erwartende Sohlenhebungen, die insbesondere an den Einlagerungsorten zu Problemen führen könnten (relative Höhenänderung der Drehbühnenfundamente zum Einlagerungsbohrloch oder Schiefstellungen der Drehbühnenfundamente).

Während der Nutzung der Strecke für die Einlagerung muss die Drehbühne nach Einlagern von jeweils 2 Supercontainern zum nächst folgenden Einlagerungsort umgesetzt werden.

Praktisch lässt sich der in Abbildung 4-15 dargestellte geringe Querschnitt von 22 m² zwischen den Einlagerungsorten bei maschineller Herstellung der Strecken mit Hilfe einer Teilschnittmaschine nicht umsetzen, da der Querschnitt an den Einlagerungsorten (65 m²) die erforderliche Reichweite und damit Baugröße der Teilschnittmaschine bestimmt. Dies gilt auch für den Ladetisch. Insofern ist für den Einsatz einer schweren Teilschnittmaschine (100 t-Klasse) von einem deutlich größeren Querschnitt von ca. 30 bis 35 m² auszugehen, der auch Baufreiheit für das Einbringen des Ausbaus vorort gewährleistet – Abbildung 4-17.

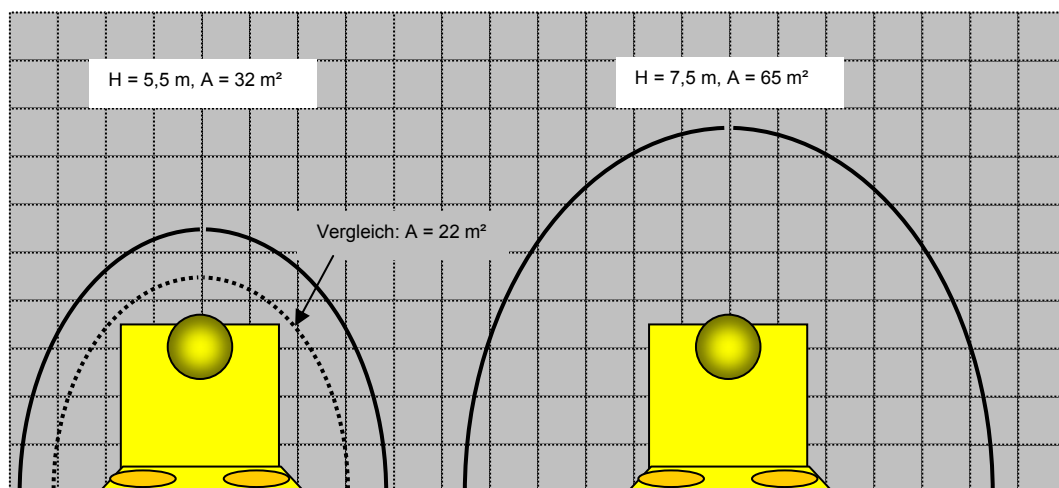


Abbildung 4-17: Querschnittsbedarf einer schweren Teilschnittmaschine der 100 t-Klasse

Eine kleinere Teilschnittmaschine (50 t-Klasse) wäre in den Abschnitten mit 22 m² Querschnitt zwar einsetzbar, würde im Bereich der Einlagerungsorte jedoch nicht die Firste erreichen. Insofern müsste die Strecke im Teilausbruchverfahren mit vorgefahrener Kalotte

und nachlaufender Strosse aufgefahren werden. Dies würde insbesondere aufgrund der geringen Abstände der Einlagerungsorte und der erforderlichen Rampe jedoch zu keinen wesentlich besseren Ergebnissen führen – Abbildung 4-18.

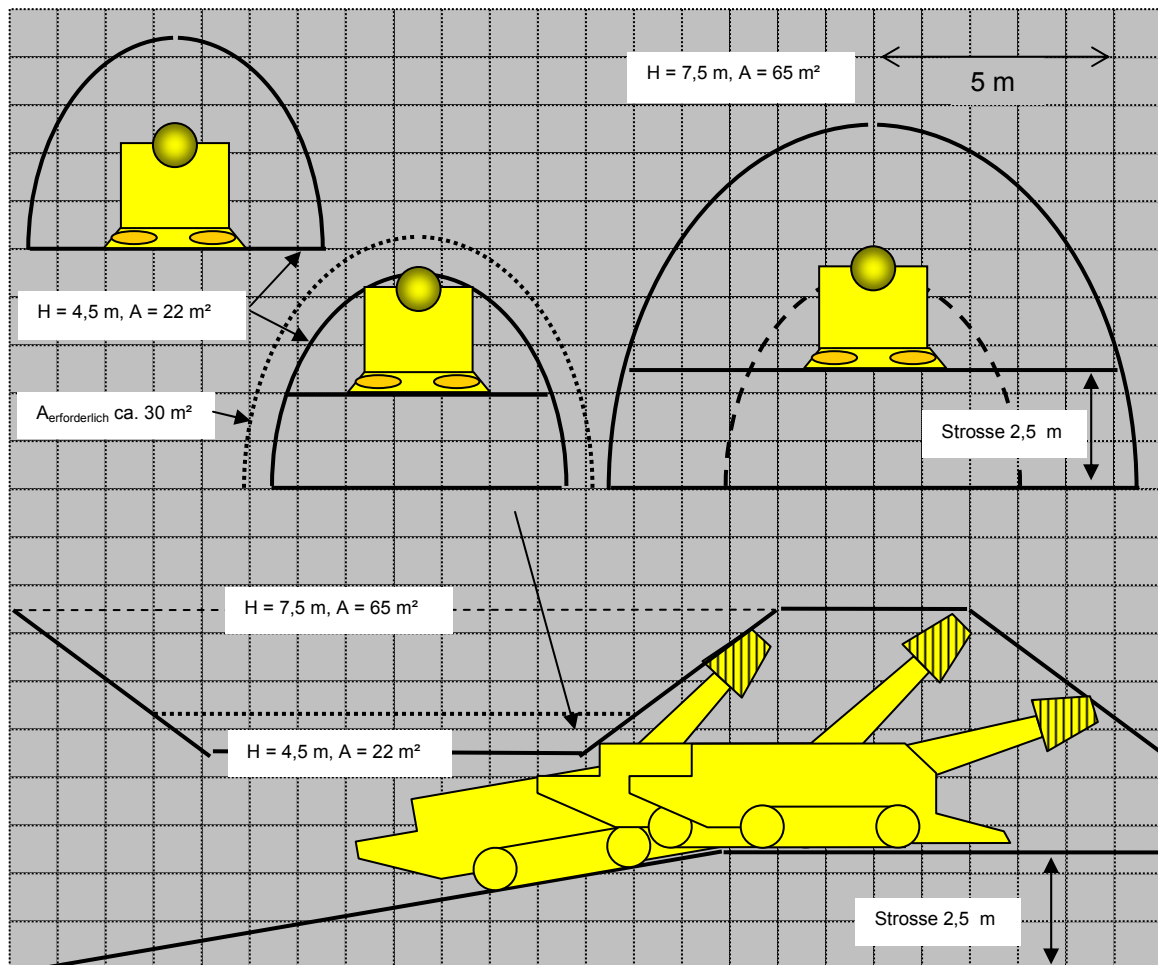


Abbildung 4-18: Querschnittsbedarf einer Teilschnittmaschine der 50 t-Klasse

Wie in Abbildung 4-18 ersichtlich, reicht der zur Verfügung stehende Platz am Übergang zur beginnenden Streckenerweiterung nicht aus, so dass ein größerer Streckenquerschnitt von ca. 30 m² gewählt werden muss. Hinzu kommen Nachteile durch geringere Löseleistung und das häufiges Umsetzen der TSM im Bereich der Streckenerweiterung. Der Arbeitsablauf ist durch das Pilgerschrittverfahren sehr aufwendig. Dies schließt das Einbringen des Ausbaus mit ein, der nur Teilschritten eingebracht werden kann. Insgesamt betrachtet ist der Einsatz einer kleinen TSM für diesen Anwendungsfall auszuschließen.

4.1.1.5 Bewertung der Varianten für die Streckenlagerung von POLLUX-3

Die Bewertung der verschiedenen Varianten erfolgt unter Zugrundelegung des Erfüllungsgrades nachstehender Anforderungen.

- Geringe Abmessungen/Streckenquerschnitte ermöglichen
- Hohen Einlagerungsfortschritt ermöglichen
- Geringe Offenstandszeiten der Einlagerungsstrecken ermöglichen
- Geringe Gewichte der Einzelkomponenten ermöglichen
- Geringer zusätzlicher Stahlaufwand
- Hohe Betriebssicherheit bzw. geringe Störanfälligkeit ermöglichen
- Geringe Strahlenbelastung bei Störungsbeseitigung ermöglichen

Dabei wurden bewusst nicht sämtliche denkbaren Anforderungen berücksichtigt, die an ein Gesamtsystem zu stellen sind, sondern diejenigen aufgeführt, die eine Bewertung aufgrund variantenspezifischer Unterschiede erwarten lassen.

Entsprechend Anlage 4-4 ist die Variante 4/2 zu favorisieren und als Vorzugsvariante für die Streckenlagerung den nachfolgenden Betrachtungen zugrunde zu legen. Gründe dafür sind im Wesentlichen:

- Geringe Streckenquerschnitte
- Geringe Offenstandszeiten der Strecken
- Hoher Einlagerungsfortschritt
- Einfache Betriebsabläufe
- Geringe Störanfälligkeit

4.1.2 Bohrlochlagerung BSK 3

Im Vorhaben GEIST [Filbert et al. 2004] führten erste Überlegungen für Einlagerung von ausgedienten Brennelementen in Brennstabkokillen und HAW-Kokillen in Bohrlöchern dazu, diese gemeinsam mit der aus Langzeitsicherheitsgründen erforderlichen Bentonitummantelung (allseitig 30 cm) gemeinsam in einem Overpack (Stahlblechmantel) im Bohrloch einzubringen. Im Vorhaben GENESIS [Jobmann et al. 2007] wurde neben dem Einsatz eines graphitisierten Bentonits zusätzlich noch eine als heat spreader fungierende Sandschicht von 20 cm Stärke zwischen Kokille und Bentonitummantelung vorgesehen, um die Zwischenlagerzeiten bei gleichzeitiger Einhaltung der Grenztemperatur von $<100\text{ }^{\circ}\text{C}$ im Bentonit reduzieren und gleichzeitig die Beladung der BSK von 2 auf 3 BE erhöhen zu können. Die mit dem sich daraus ergebenden Supercontainer verbundenen Vor- und Nachteile sowie weitere denkbare Varianten werden nachfolgend vorgestellt und bewertet.

Grundsätzlich sind 4 Varianten hinsichtlich der Bildung von Transporteinheiten denkbar:

- BSK 3 mit Sand und Bentonitummantelung in Supercontainer – Variante 1
- BSK 3 mit Sand in Container, Bentonitummantelung einzeln – Variante 2
- Bentonitummantelung mit Sand in Büchse, BSK 3 einzeln – Variante 3
- BSK 3, Bentonitummantelung und Sand einzeln – Variante 4

4.1.2.1 BSK 3 mit Sand und Bentonitummantelung in Supercontainer – Variante 1

Diese Variante geht davon aus, dass die BSK 3 zusammen mit Bentonit und dem als heat spreader fungierenden Sand an zentraler Stelle (heiße Zelle) in einem Supercontainer konditioniert wird. Der Transport des Supercontainers erfolgt in einem Transferbehälter liegend auf einem Plateauwagen von über Tage bis zum Bohrloch. Am Bohrloch wird der Transferbehälter durch die Einlagerungsvorrichtung vom Plateauwagen abgehoben und nach Zurückziehen des Plateauwagens in die Vertikale geschwenkt und auf der Bohrlochschleuse abgesetzt. Anschließend wird nach Andocken der Greifeinrichtung der Einlagerungsvorrichtung und Öffnen der Bohrlochschleuse der Supercontainer im Bohrloch abgesetzt. Abbildung 4-19 zeigt schematisch die für eine Endlagerung von BSK 3 in einer Salzformation entwickelte Einlagerungsvorrichtung.

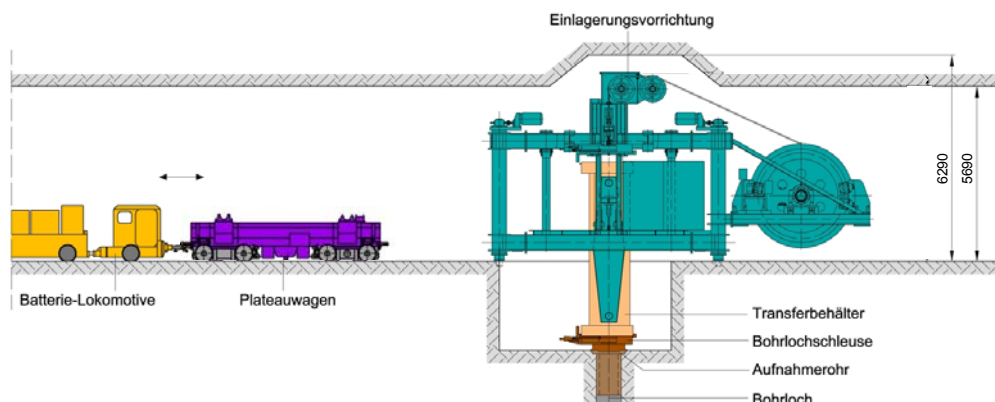


Abbildung 4-19: Komponenten für die Bohrlochlagerung von BSK 3 (Salzformation)

Nach Ablegen des leeren Transferbehälters auf dem Plateauwagen und Rückführung nach über Tage wird das Bohrloch bis zur nächst vorgesehenen Absetzposition für einen Supercontainer versetzt. In Abbildung 4-20 ist ein Querschnitt durch das Bohrloch für den Supercontainer dargestellt, das bei zu erwartender geringer Bohrlochstabilität zum Schutz vor Nachfall mit einem Außenliner ausgebaut wird.

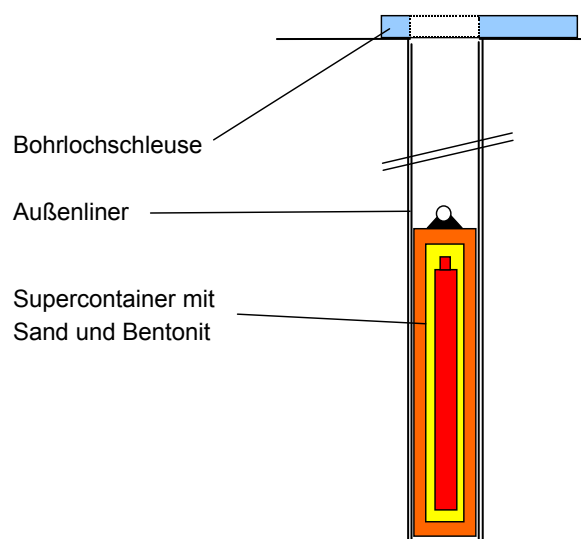


Abbildung 4-20. Variante 1 - Querschnitt durch das Bohrloch mit Supercontainer

Vorteil der Variante 1 ist, dass jeweils komplette Gebinde im Bohrloch eingelagert werden können und am Einlagerungsort nur ein Hebezeug erforderlich ist. Nachteile bestehen in den erheblichen Gewichten und Abmessungen für den Supercontainer und den Transferbehälter.

Eine Abschätzung in Anlage 4-5 führt zu folgenden Massen und Abmessungen (Werte in Klammern für BSK 3 und Transferbehälter für Salzformation):

- Massen
 - Supercontainer: 27,4 t (5,3 t)
 - Transferbehälter: 99,1 t (46 t)
 - Transferbehälter incl. Supercontainer: 126,5 t (51,4 t)
- Abmessungen
 - Länge Supercontainer: 6,32 m (4,98 m)
 - Durchmesser Supercontainer: 1,47 m (0,43 m)
 - Länge Transferbehälter: 6,9 m (5,57 m)
 - Breite Transferbehälter: 2,11 m (1,33 m)
 - Höhe Transferbehälter: 4,0 m (1,89 m)

Aus den vorstehenden aufgeführten Angaben zeigt sich, dass sich die Masse für die gesamte Transporteinheit (Transferbehälter mit Supercontainer) mit 126,5 t im Vergleich zu einer Einlagerung in einer Salzformation mit 51,4 t mehr als verdoppeln würde.

Aus den hohen Einzelmassen resultieren einerseits entsprechende Anforderungen an die Schachtförderanlage, da zu unterstellen ist, dass die Herstellung der Supercontainer über Tage stattfindet. Anderenfalls wäre ein zweiter, kleinerer Transferbehälter und eine Umla-

dung in einer heißen Zelle unter Tage erforderlich, wodurch sich der Aufwand zusätzlich vergrößern würde. Andererseits ergeben sich daraus hohe Anforderungen an den Gleisbau und insbesondere an die Einlagerungsvorrichtung, deren Masse sich gegenüber der Einlagerungsvorrichtung für die Salzformation (66 t) auf mehr als 100 t erhöhen würde.

Die Abmessungen des Transferbehälters erfordern für die Handhabung des Behälters eine an die Behältergeometrie angepasste Einlagerungsvorrichtung. Ohne Berücksichtigung größerer Abmessungen lasttragender Bauteile würde sich die Breite von 4,7 m auf 5,5 m erhöhen. In Abbildung 4-21 ist der zum Schwenken des Transferbehälters für den Supercontainer zusätzliche Höhenbedarf im Vergleich zum Transferbehälter für die BSK 3 dargestellt. Dadurch erhöht sich die Bauhöhe der Einlagerungsvorrichtung um ca. 1,3 m von 6,3 m auf 7,6 m.

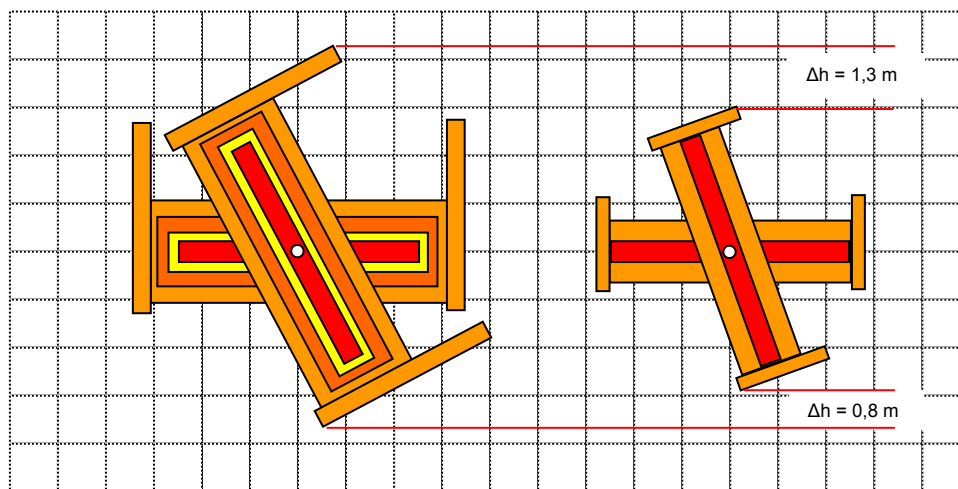


Abbildung 4-21: Vergleich des Schwenkraumbedarfs für Transferbehälter mit Supercontainer und Transferbehälter für BSK 3

Unter zusätzlicher Berücksichtigung der Seilkräfte, die für den Supercontainer mit einer Masse von ca. 27 t um den Faktor 5 höher liegen, ergibt sich ein um den Faktor $\sqrt{5}$ größerer Seildurchmesser und damit größere erforderliche Durchmesser für die Umlenkscheiben im Bereich der Abschirmhaube, die von 0,85 m auf 1,6 m ansteigen würden. Die Differenz erhöht die Bauhöhe der Einlagerungsvorrichtung zusätzlich auf ca. 8,4 m.

In Abbildung 4-22 ist schematisch der Größenvergleich dargestellt. Danach ergibt sich für Variante 1 im Bereich des Bohrlochkellers ein lichter Streckenquerschnitt von fast 80 m². Für die Einlagerungsvorrichtung für den Transferbehälter mit BSK 3 beträgt der lichte Querschnitt ca. 50 m². Hinzu kommt bei Variante 1 ein deutlich größerer Bohrlochkeller.

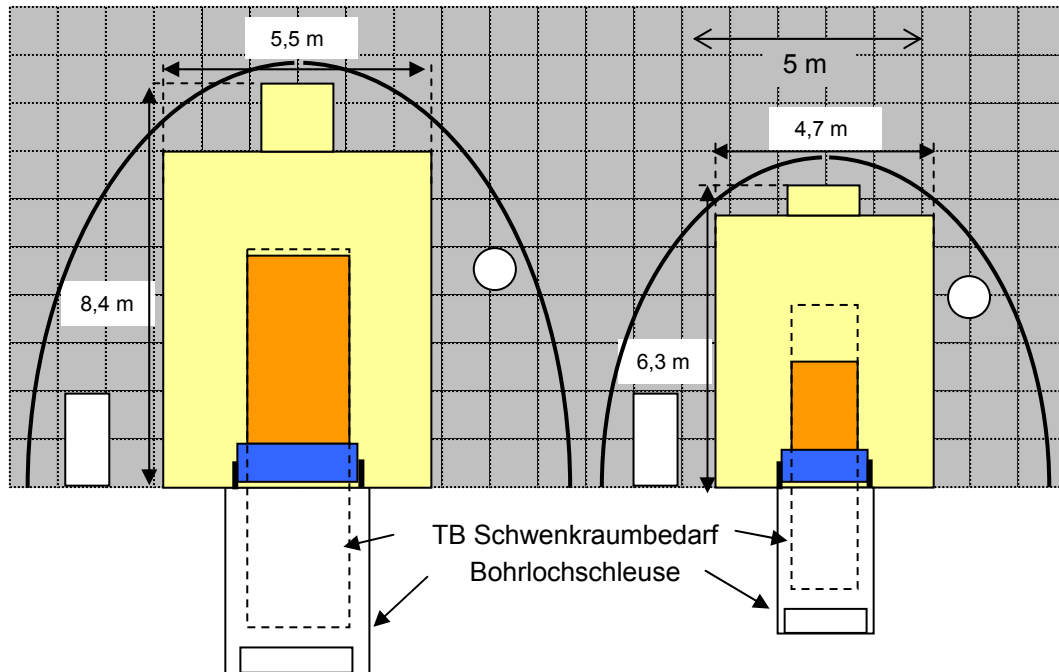


Abbildung 4-22: Vergleich Querschnittsbedarf von Einlagerungsvorrichtung und Transferbehälter der Variante 1 (links) mit Einlagerungsvorrichtung und Transferbehälter für Salzformation (rechts)

4.1.2.2 BSK 3 mit Sand in Container, Bentonitummantelung einzeln – Variante 2

Zur Verringerung der zu transportierenden und zu handhabenden Einzelmassen sowie Abmessungen geht Variante 2 davon aus, dass die Bodenplatte sowie die Bentonitringe über die ganze Bohrlochtiefe vorab im Überwachungsbereich eingebaut werden. Im KB erfolgt dann die Einlagerung der Kokillen zusammen mit dem als heat spreader fungierendem Sand zusammen in einem Container – Abbildung 4-23.

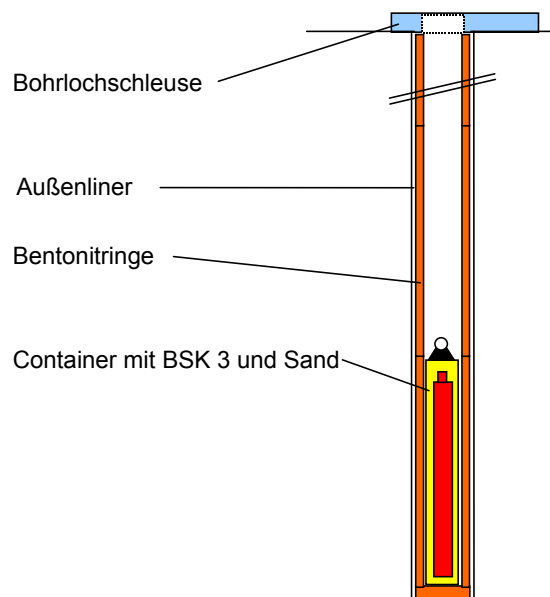


Abbildung 4-23: Variante 2 - Querschnitt durch das Bohrloch mit Container

Analog zu Variante 1 erfolgt der Transport des Containers in einem Transferbehälter auf einem Plateauwagen von über Tage bis zum Bohrloch. Dort wird der Transferbehälter durch die Einlagerungsvorrichtung vom Plateauwagen abgehoben und nach Zurückziehen des Plateauwagens in die Vertikale geschwenkt und auf der Bohrlochsleuse abgesetzt. Anschließend wird der Container im Bohrloch abgesetzt.

Für die Phase des Einbaus der Bentonitringe ist zur Vermeidung von Nachfall aus der Bohrlochwandung das Bohrloch mit einem Außenliner auszubauen. Gegenüber Variante 1 ist dies hier umso mehr erforderlich, als zu gewährleisten ist, dass die Bentonitsäule aus den einzelnen Bentonitringen ohne störende Haufwerkszwischenlagen aufgebaut werden kann.

Eine Abschätzung in Anlage 4-6 führt zu folgenden Massen und Abmessungen (Werte in Klammern für BSK 3 und Transferbehälter für Salzformation):

- Massen
 - Container: 12,1 t (5,3 t)
 - Transferbehälter: 67,5 t (46 t)
 - Transferbehälter incl. Container: 79,6 t (51,4 t)
- Abmessungen
 - Länge Container: 5,72 m (4,98 m)
 - Durchmesser Container: 0,87 m (0,43 m)
 - Länge Transferbehälter: 6,31 m (5,57 m)
 - Breite Transferbehälter: 1,63 m (1,33 m)
 - Höhe Transferbehälter: 2,76 m (1,89 m)

Im Vergleich zu Variante 1 lassen sich die Gewichte für den Transferbehälter und das Gebinde deutlich reduzieren, sie liegen jedoch noch um 50 % über denen für den Transferbehälter mit BSK 3 für die Salzformation.

Die Abmessungen des Transferbehälters erfordern für die Handhabung des Behälters eine an die Behältergeometrie angepasste Einlagerungsvorrichtung. Ohne Berücksichtigung größerer Abmessungen lasttragender Bauteile würde sich die Breite von 4,7 m auf 5 m erhöhen. In Abbildung 4-24 ist der zum Schwenken des Transferbehälters für den Supercontainer zusätzliche Höhenbedarf im Vergleich zum Transferbehälter für die BSK 3 dargestellt. Dadurch erhöht sich die Bauhöhe der Einlagerungsvorrichtung um ca. 0,8 m von 6,3 m auf 7,1 m.

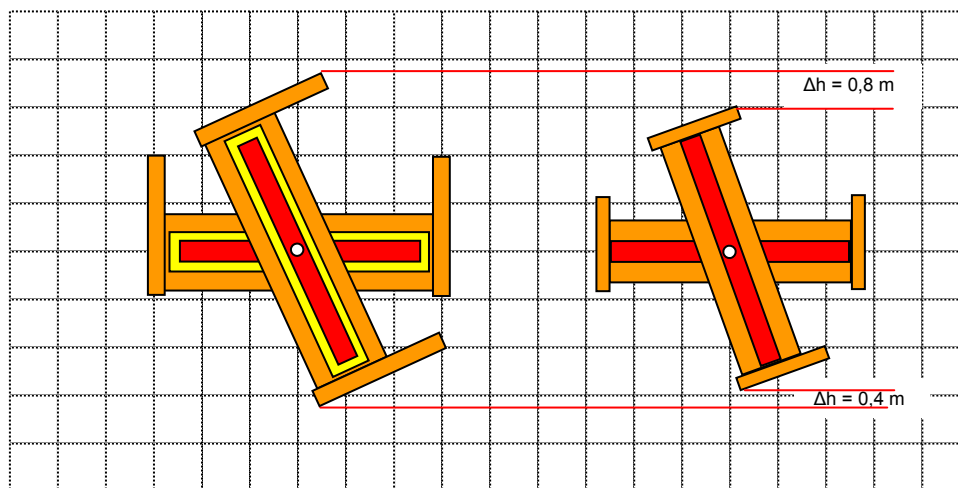


Abbildung 4-24: Vergleich des Schwenkraumbedarfs für Transferbehälter mit Container und Transferbehälter für BSK 3

Unter zusätzlicher Berücksichtigung der Seilkräfte, die für den Container um den Faktor 2,5 höher liegen, ergibt sich ein um den Faktor $\sqrt{2,5}$ größerer Seildurchmesser und damit größere erforderliche Durchmesser für die Umlenkscheiben im Bereich der Abschirmhaube, die von 0,85 m auf 1,2 m ansteigen würden. Die Differenz erhöht die Bauhöhe der Einlagerungsvorrichtung zusätzlich auf ca. 7,5 m.

In Abbildung 4-25 ist schematisch der Größenvergleich dargestellt. Danach ergibt sich für Variante 2 im Bereich des Bohrlochkellers ein lichter Streckenquerschnitt von ca. 65 m². Für die Einlagerungsvorrichtung für den Transferbehälter mit BSK 3 beträgt der lichte Querschnitt ca. 50 m². Hinzu kommt ein größerer Bohrlochkeller.

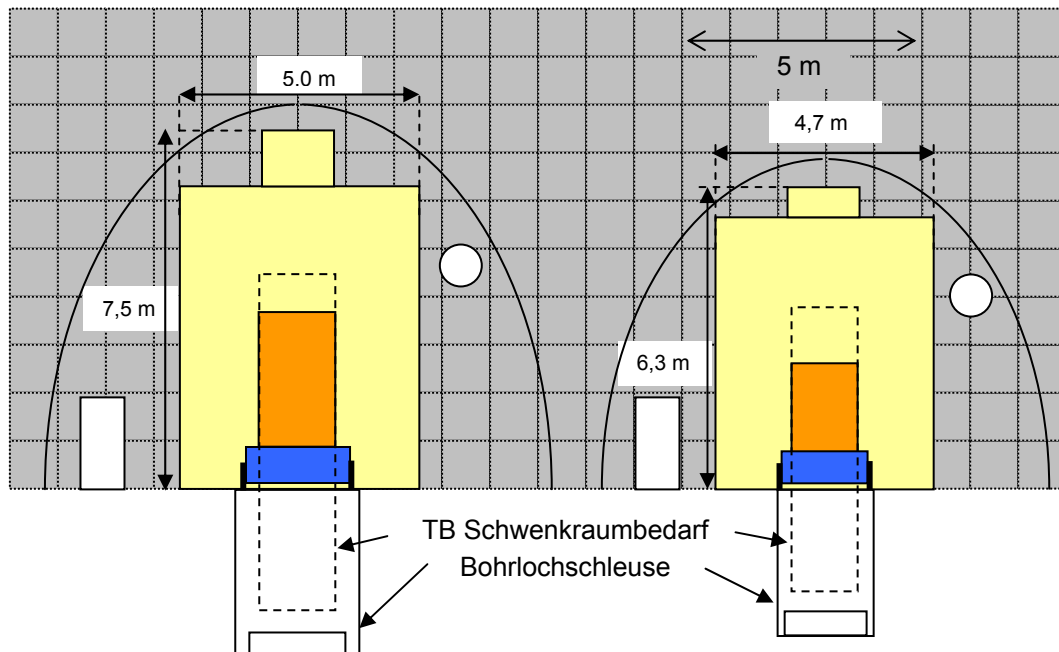


Abbildung 4-25: Vergleich Querschnittsbedarf von Einlagerungsvorrichtung und Transferbehälter der Variante 2 (links) mit Einlagerungsvorrichtung und Transferbehälter für Salzformation (rechts)

Analog zu Variante 1 ließe sich auch hier eine Einkapselung jedes einzelnen Containers durch einen Pfropfen aus Bentonit erreichen.

4.1.2.3 Bentonitummantelung mit Sand in Büchse, BSK 3 einzeln – Variante 3

Zur weiteren Verringerung der zu transportierenden und zu handhabenden Einzelmassen geht Variante 3 davon aus, dass die Bentonitummantelung mit der zur Wärmeverteilung erforderlichen Sandschicht in einer zylindrischen Büchse (doppelwandiger Stahlblechzylinder) vormontiert wird, deren Innendurchmesser so bemessen ist, dass die BSK 3 im Nachgang in den Zylinderhohlraum eingebracht werden kann. Dabei werden die Büchsen nach Herstellung der Erweiterungsbohrung im ÜB über die gesamte Bohrlochlänge bis zum Abschnitt für den endgültigen Bohrlochverschluss eingebaut – Abbildung 4-26.

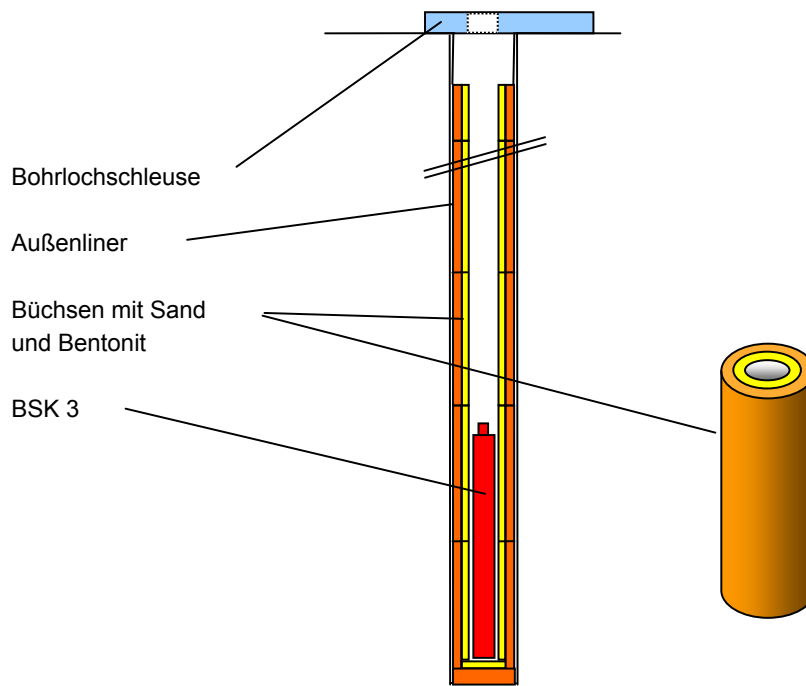


Abbildung 4-26: Variante 3 - Querschnitt durch das Bohrloch mit BSK 3 und Darstellung der Büchse

Vorteil dieser Variante ist, dass zum Transport bzw. Einlagern der BSK 3 der relativ klein bauende Transferbehälter für die Salzformation grundsätzlich genutzt werden könnte. Dies gilt auch für die Komponenten Einlagerungsvorrichtung, Bohrlochscheule und Plateauwagen. Damit ergibt sich für Variante 3 im Bereich des Bohrlochkellers ein lichter Streckenquerschnitt von ca. 50 m² - Abbildung 4-27.

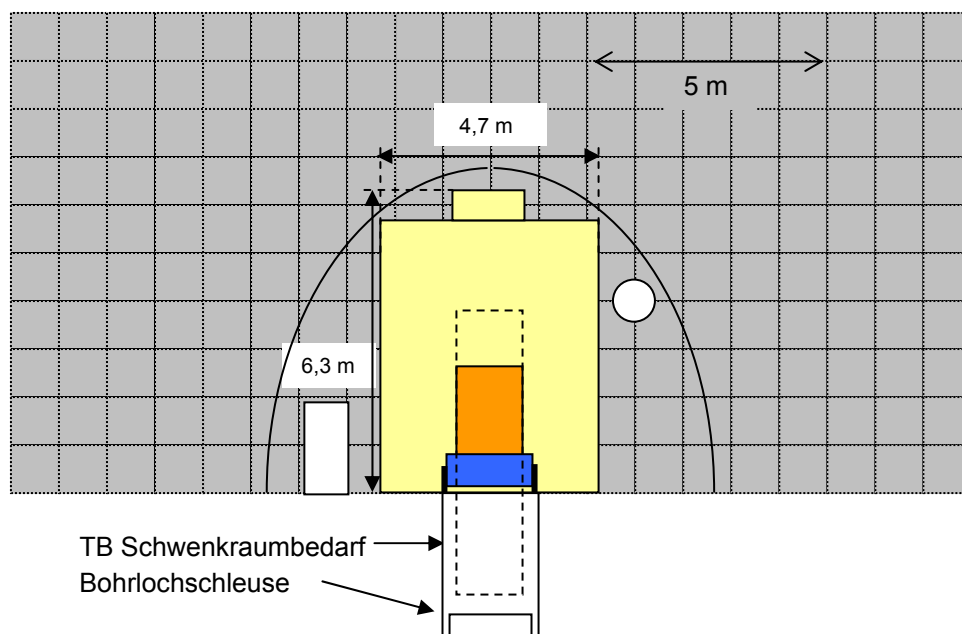


Abbildung 4-27: Querschnittsbedarf von Variante 3 mit Einlagerungsvorrichtung und Transferbehälter für Salzformation

Die mögliche räumliche Entzerrung der Betriebsabläufe Einbau Büchsen im ÜB und Einlagern Kokillen im KB führt nicht zu gegenseitigen Behinderungen.

Analog zu Variante 2 ist das Bohrloch zur Vermeidung von störenden Haufwerkszwischenlagen beim Einbau der Büchsen auszubauen.

Im Gegensatz zu den Varianten 1 und 2 ist hier eine Einkapselung jeder Kokille in Bentonit auf die dargestellte Art und Weise nicht möglich, da die Sandschicht quasi durchgehend ist.

Will man analog zu den Varianten 1 und 2 eine Einkapselung jeder Kokille erreichen, wären zwischen den Büchsen Abschnitte mit Bentonitringen einzubringen, deren Wanddicke derjenigen der Büchsen entspricht. In diesen Abschnitten könnten dann im Zuge von Einlagerung und Versetzen Pfropfen aus Bentonit positioniert oder Bentonitpellets eingebracht werden. Hauptnachteil dieser Variante sind vor dem Hintergrund der in nur geringen Längen einbaubaren Büchsen (< 2 m) die Abschlüsse der Kreisringsektionen. Diese stellen einerseits Wärmebrücken zwischen Gebinde und Bentonit dar, wodurch die heat spreader-Funktion des Sandes in Frage gestellt wird. Andererseits ist dadurch der Aufbau einer durchgehenden Säule aus Bentonitringen nicht möglich. Die Kontaktstellen zwischen den Büchsen stellen potenzielle Wegsamkeiten für Wässer dar.

4.1.2.4 BSK 3, Bentonitummantelung und Sand einzeln – Variante 4

Diese Variante geht davon aus, dass Bentonit, heat spreader aus Sand und die Kokille separat im Bohrloch eingebracht werden. Im ÜB erfolgt der Einbau der Bentonitringe über die gesamte Bohrlochtiefe bis zum Abschnitt für den endgültigen Bohrlochverschluss. Im KB werden dann die Kokillen im Wechsel mit dem als heat spreader fungierenden Sand und ggf. anderem Versatzmaterial eingebracht – Abbildung 4-28.

Für die Phase des Einbaus der Bentonitringe ist auch hier das Einbringen eines Außenliners unbedingt erforderlich, damit die Bentonitsäule ohne nachfallbedingte Haufwerkszwischenlagen aufgebaut werden kann. Hinzu kommt der Einbau von Zentriervorrichtungen, die im Bereich der vorgesehenen Absetzpositionen der Kokillen im Zuge des Einbaus der Bentonitringe eingebracht werden. Dies ist erforderlich, um eine mittige Lage der Kokille mit einem allseitigen Ringraum von 0,2 m zu gewährleisten. Die Zentriervorrichtungen bestehen aus einem zylindrischen Stahlblecheinsatz mit umlaufendem Kragen und innenliegenden Centralizern, die in die Bentonitringe eingesetzt werden.

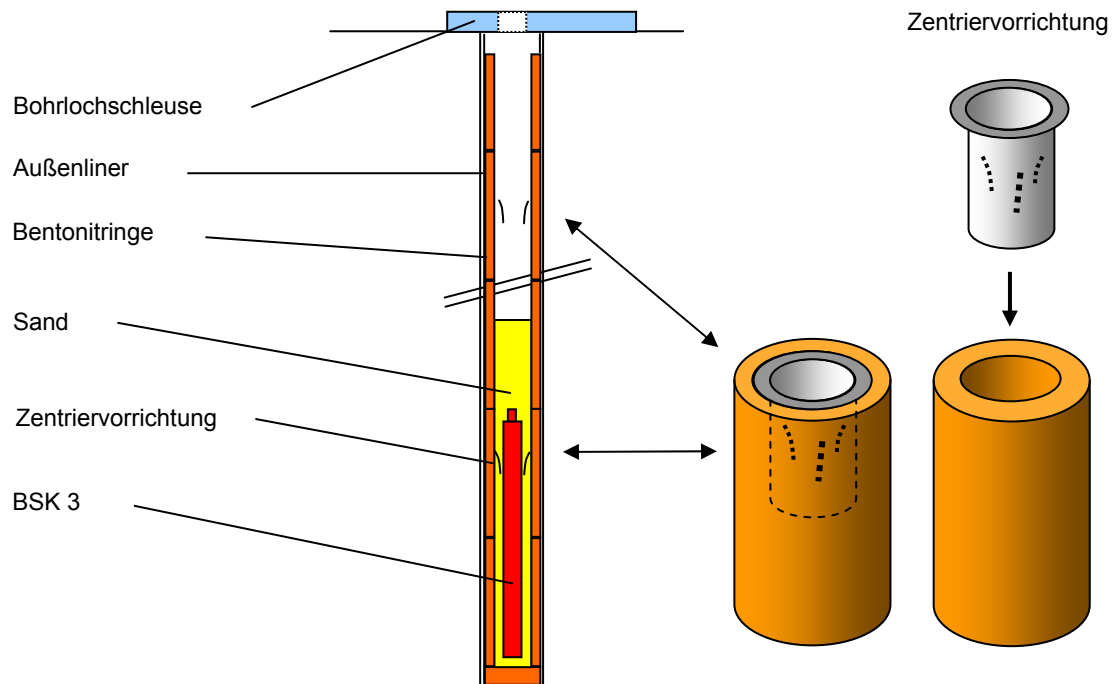


Abbildung 4-28: Variante 4 - Querschnitt durch das Bohrloch mit BSK 3 (links) und Detail Zentriervorrichtung mit Bentonitring (rechts)

Vorteile dieser Variante gegenüber den vorstehenden sind geringe Einzelgewichte bei gleichzeitig geringem Streckenquerschnitt von ca. 50 m² im Bereich des Bohrlochs – Abbildung 4-29.

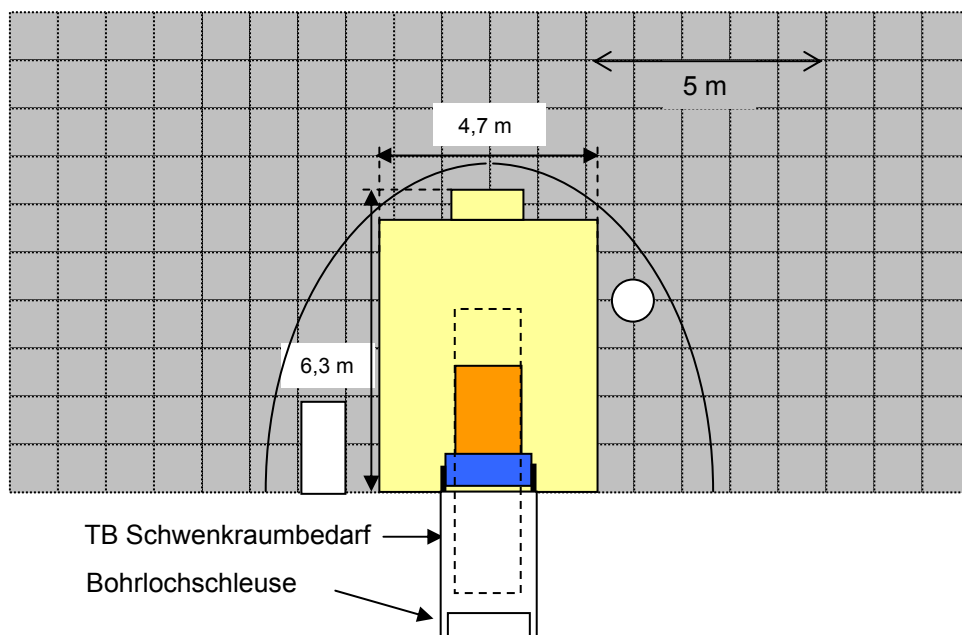


Abbildung 4-29: Querschnittsbedarf von Variante 4 mit Einlagerungsvorrichtung und Transferbehälter für Salzformation

Eine Einkapselung jeder BSK 3 durch einen Pfropfen aus kompaktiertem Bentonit analog zu den Varianten 1, 2 und 3 ist hier aufgrund der vorher mit den Bentonitringen eingebrachten Zentriervorrichtungen nicht möglich. Sofern erforderlich, könnte zwischen den BSK 3 Bentonit-Granulat als geotechnische Barriere eingebracht werden.

Ein Ausstatten der Kokillen mit Zentriervorrichtungen als Alternative wäre denkbar, aber nicht sinnvoll, da das Gewicht und die Abmessungen des Transferbehälters (Ringraum 0,2 m) ansteigen würden.

4.1.2.5 Bewertung der Varianten für die Bohrlochlagerung von BSK 3

Die Bewertung der verschiedenen Varianten erfolgt unter Zugrundelegung des Erfüllungsgrades nachstehender Anforderungen.

- Geringe Abmessungen/Streckenquerschnitte ermöglichen
- Geringe Offenstandszeiten der Einlagerungsstrecken ermöglichen
- Geringe Gewichte der Einzelkomponenten ermöglichen
- Geringer zusätzlicher Stahlaufwand in Bohrlöchern
- Geringe Spurweite und Kurvenradien ermöglichen
- Hohe Betriebssicherheit bzw. geringe Störanfälligkeit

Dabei wurden bewusst nicht sämtliche denkbaren Anforderungen berücksichtigt, die an ein Gesamtsystem zu stellen sind, sondern diejenigen aufgeführt, die eine Bewertung aufgrund variantenspezifischer Unterschiede erwarten lassen.

Entsprechend Anlage 4-7 ist die Variante 4 zu favorisieren und als Vorzugsvariante für die Bohrlochlagerung den nachfolgenden Betrachtungen zugrunde zu legen. Gründe dafür sind im Wesentlichen:

- Relativ geringer Einlagerungsstreckenquerschnitt
- Geringe Offenstandszeiten der Strecken
- Geringe Gewichte
- Geringer zusätzlicher Stahlaufwand in Bohrlöchern
- Geringe Spurweite und Kurvenradien

4.2 Vergleich der Vorzugsvarianten für die Strecken- und Bohrlochlagerung und Auswahl

In den voran gegangenen Kapiteln 4.1.1.5 und 4.1.2.5 sind die jeweiligen Vorzugsvarianten für die Streckenlagerung (Variante 4/2) und Bohrlochlagerung (Variante 4) ermittelt worden. Für einen weiter führenden Vergleich der Vorzugsvarianten untereinander, mit dem Ziel, eine endgültige Vorzugsvariante festlegen zu können, sind diese hinsichtlich der Konzeption der

Einlagerungsfelder und deren Anbindung an die Schächte zu vertiefen. Neben der Ermittlung des variantenspezifischen Flächenbedarfs für die Einlagerung ausgedienter Brennelemente lassen sich daraus auch Aufwände wie erforderliche Auffahrlängen und -volumina für Richtstrecken, Querschläge und Einlagerungsstrecken ableiten und zur Bewertung der Vorzugsvarianten heranziehen. In diesem Zusammenhang sind auch die Maßnahmen zur Herstellung der verschiedenen Grubenbaue zu behandeln.

4.2.1 Konzeption der Einlagerungsfelder und Grubengebäudezuschnitte für die Strecken- und Bohrlochlagerung

Bei der Konzeption der Einlagerungsfelder wird davon ausgegangen, dass im Falle der Streckenlagerung die Einlagerungsstrecken nicht durchschlägig sind. Dadurch wird das Verschließen der Einlagerungsstrecken vereinfacht. Durchschlägige Strecken hätten im Falle der Streckenlagerung auch keinen Vorteil, da rückbauartig eingelagert werden muss, d. h., das erste Gebinde wird im Streckentiefsten abgelegt. Für die Bohrlochlagerung würde diese Vorgehensweise jedoch bedeuten, dass sämtliche Bohrlöcher einer Einlagerungsstrecke einschließlich der sonstigen vorbereitenden Maßnahmen für die Einlagerung (z. B. Einbau der Bentonitringe) bereits sehr frühzeitig durchgeführt werden müssten, wodurch sich die erforderlichen Offenstandszeiten der Strecken und Bohrlöcher deutlich erhöhen würden. Im Falle der Bohrlochlagerung wird im Hinblick auf eine spätestmögliche Herstellung der Einlagerungsbohrungen in Bezug zur Einlagerung daher von durchschlägigen Einlagerungsstrecken ausgegangen, die durch eine temporäre Absperrung in ÜB und KB aufgeteilt sind und den Beginn der Einlagerung bereits nach Herstellung und Vorbereitung des ersten Bohrloches ermöglichen.

Für die Anordnung der Einlagerungsstrecken in Einlagerungsfeldern und Anbindung der Einlagerungsfelder an die Schächte gibt es eine Vielzahl von denkbaren Möglichkeiten.

Im Hinblick auf eine systematische Untersuchung und Bewertung denkbarer Varianten wurden zur Eingrenzung der Variantenvielfalt folgende Randbedingungen zugrunde gelegt:

- Einsöhlige Ausrichtung des Endlagers
- Trennung Grubengebäude in Überwachungs- (ÜB) und Kontrollbereich (KB)
- Auffahraktivitäten im ÜB und Einlagerung im KB
- 2 Schächte
 - Frischwetterschacht (ÜB): Förderschacht Haufwerk sowie Personal- und Materialtransport
 - Abwetterschacht (KB): Gebindetransportschacht sowie Personal- und Materialtransport
- Zentrale Schachthanlage mit 2 Schächten und rückläufiger Wetterführung (mögliche gemeinsame Nutzung infrastruktureller Einrichtungen auf dem Schachtgelände)
- Ermöglichung einer rückbauartigen Einlagerung von den Grubenfeldgrenzen zu den Schächten hin mit Abwurf bereits belegter Einlagerungsfelder einschließlich Richtstrecken

(geringe Aufwendungen für die Streckenunterhaltung und geringe Auswirkungen des Wärmeeintrags durch die wärmeentwickelnden Abfälle auf die langlebigen Richtstrecken)

- Anordnung Einlagerungsfelder zwischen Richtstrecken (Erkundung)

4.2.1.1 Konzeption der Einlagerungsfelder für die Strecken- und Bohrlochlagerung

Basierend auf den vorstehenden Randbedingungen wurden verschiedene Hauptvarianten für die Anbindung der Einlagerungsfelder an die Schächte betrachtet und darauf aufbauend im Detail die Anordnung der Einlagerungsstrecken in den Einlagerungsfeldern untersucht – Anlage 4-8.

• Hauptvariante 1 – Anbindung der Einlagerungsfelder über 2 Richtstrecken

Hauptvariante 1 ist dadurch gekennzeichnet, dass die über den Förderschacht einziehenden Frischwetter durch die Richtstrecke für den Haufwerkstransport bis zum in Betrieb befindlichen Einlagerungsfeld geführt werden, dort z. B. über 2 Querschläge zur Richtstrecke für den Gebindetransport und weiter zum ausziehenden Gebindetransportschacht strömen – Abbildung 4-30.

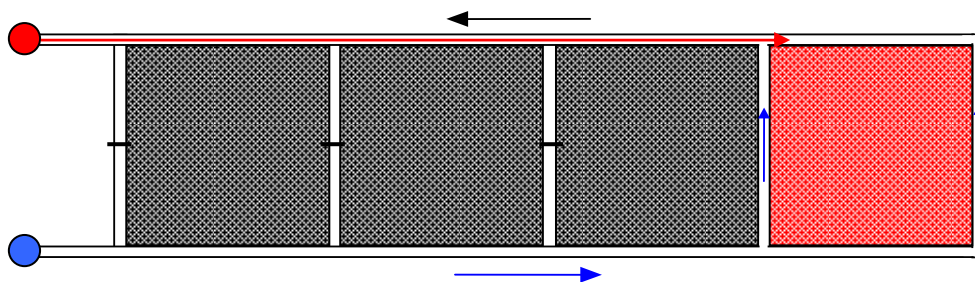


Abbildung 4-30: Hauptvariante 1 - Anbindung der Einlagerungsfelder über 2 Richtstrecken

Dem Vorteil eines vergleichsweise geringen Auffahraufwandes stehen zumindest die Nachnutzung der Wetter aus dem Auffahrbereich (ÜB) im KB entgegen. Die Abwetter aus dem Einlagerungsbereich könnten luttengeführt zum ausziehenden Gebindetransportschacht geleitet werden.

• Hauptvariante 2 - Anbindung der Einlagerungsfelder über 4 Richtstrecken

Hauptvariante 2 ist dadurch gekennzeichnet, dass die Frischwetter aufgeteilt werden, so dass sowohl in der Richtstrecke für den Haufwerkstransport als auch in der Richtstrecke für den Gebindetransport Frischwetter zur Verfügung stehen – Abbildung 4-31. Die Abwetter aus beiden Bereichen werden über separate Abwetterstrecken zum ausziehenden Schacht geführt. Damit werden die Nachteile der Hauptvariante 1 umgangen, jedoch ist der Auffahrungsaufwand hoch.

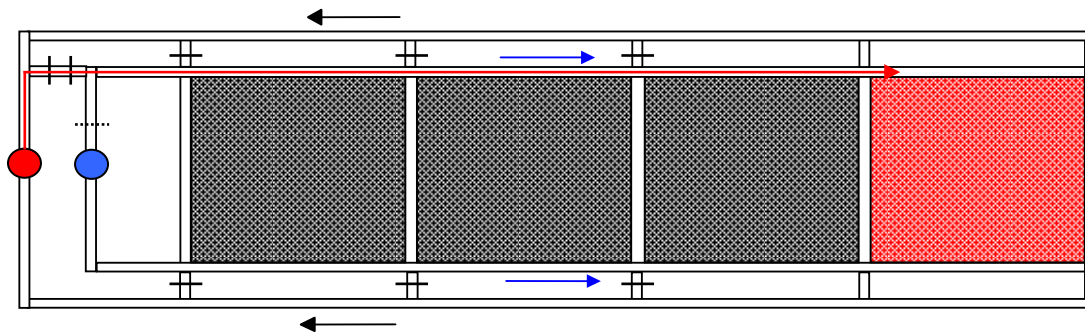


Abbildung 4-31: Hauptvariante 2 - Anbindung der Einlagerungsfelder über 4 Richtstrecken

- **Hauptvariante 3 - Anbindung der Einlagerungsfelder über 3 Richtstrecken**

Im Hinblick auf eine mögliche Reduzierung des Auffahraufwandes bei Hauptvariante 2 geht die Hauptvariante 3 von nur einer Abwetterstrecke aus. Für die Anordnung der insgesamt 3 Richtstrecken gibt es theoretisch 6 Möglichkeiten, von denen jedoch 2 entfallen, da die Richtstrecke für den Haufwerkstransport immer eine der an die Einlagerungsfelder angrenzenden Richtstrecken sein muss. In Abbildung 4-32 ist beispielhaft die Variante mit nebeneinanderliegender Gebindetransport- und Abwetterstrecke dargestellt, wobei die Abwetterstrecke innen liegt.

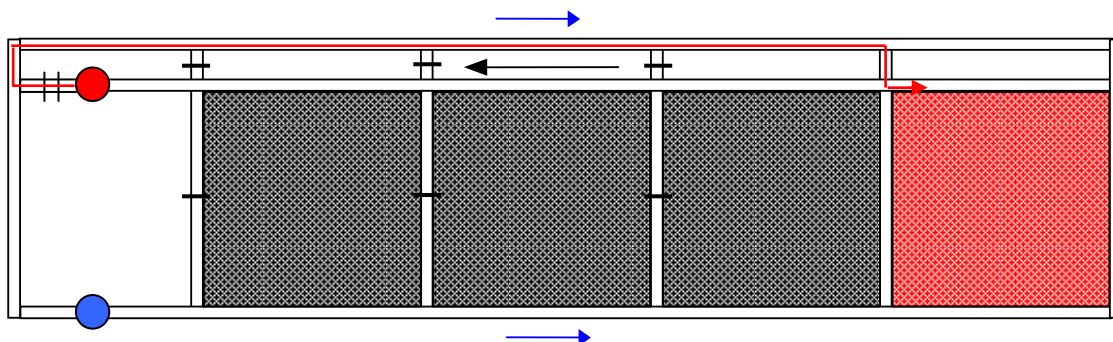


Abbildung 4-32: Hauptvariante 3 - Anbindung der Einlagerungsfelder über 3 Richtstrecken

Die Untersuchung und Bewertung der Hauptvarianten und der untergeordneten Varianten erfolgte anhand von folgenden Fest- und Wunschforderungen:

Festforderungen:

- keine Nachnutzung von Abwettern aus Einlagerungsbereich (KB) im Auffahrbereich (ÜB)
- keine gegenseitige Behinderung von Auffahraktivitäten und Einlagerungsbetrieb (keine Auffahraktivitäten im KB)
- keine Auffahrungen von ÜB in KB (Vermeidung Behinderung von Betriebsabläufen und von Wetterteilkreisläufen) (diese Forderung bezieht sich auf die durchschlagigen Einlagerungstrecken bei der Bohrlochlagerung)

- spätestmögliche Auffahrung Einlagerungsstrecken in Bezug zur Einlagerung (zeitliche Flexibilität, Konvergenz)
- spätestmögliche Herstellung Bohrlöcher in Bezug zur Einlagerung (zeitliche Flexibilität, Konvergenz) (nur Bohrlochlagerung)

Wunschforderungen:

- keine Nachnutzung von Abwettern aus Auffahrbereich (ÜB) im Kontrollbereich (KB)
- keine Nachnutzung von Abwettern aus Einlagerungsbereich (KB) an ständig belegten Betriebspunkten im Kontrollbereich (hier Betrachtung Gebindettransportstrecke)
- geringer Auffahrungsaufwand (Anzahl Querschläge) (nur Bohrlochlagerung)
- möglichst kurze Wege für Gebindettransport
- möglichst kurze Wege für Haufwerkstransport
- geringe Sonderbewetterungslängen
- Außenlage von Haufwerkstransport- und Gebindettransportstrecken im Hinblick auf gemeinsame Nutzung bei paralleler Zusammenschaltung von Einlagerungsfeldern bzw. aus mehreren Einlagerungsfeldern gebildeter Einlagerungsabteilungen ermöglichen (nur Hauptvarianten 2 und 3)

Im Ergebnis des Vergleichs der Hauptvarianten 1, 2 und 3 und der entsprechenden Untervarianten anhand der vorstehenden Anforderungen zeigt sich einerseits, dass sowohl bei der Streckenlagerung als auch bei der Bohrlochlagerung diejenigen Varianten die meisten Vorteile aufweisen, bei denen die Einlagerungsstrecken von den Querschlägen ausgehen. Andererseits ist sowohl für die Strecken- als auch die Bohrlochlagerung ein 3-Streckensystem ausreichend, um eine Nachnutzung von Abwettern (Hauptvariante 1) zu vermeiden.

4.2.1.1.1 Vorzugsvariante für die Streckenlagerung

Für die Streckenlagerung von POLLUX-Behältern besteht die Vorzugsvariante aus einem 3-Streckensystem, bei dem die Gebindettransport- und Abwetterstrecke auf der einen Seite der Einlagerungsfelder und die Haufwerkstransportstrecke auf der anderen liegen. Die Abwetterstrecke ist innen liegend und grenzt an die Einlagerungsfelder.

Abbildung 4-33 zeigt den prinzipiellen Zuschnitt für die Streckenlagerung und den Ablauf der Einlagerungs- und Auffahrungsarbeiten beispielhaft für drei Zeitpunkte.

Die Gebindettransport- und die Haufwerkstransportstrecke dienen der Frischwetterversorgung der Betriebspunkte im Kontroll- und Überwachungsbereich. Für die Abwetterführung dient eine gemeinsame Abwetterstrecke. Die Einlagerungsstrecken zweigen von den Querschlägen ab.

Der Transport der Gebinde erfolgt über die Richtstrecke „Gebindettransport“ und den Querschlag, der sukzessive dem KB zugeschlagen wird, in die Einlagerungsstrecken. Die

Einlagerung erfolgt rückbauartig auf die Schächte zu, mit der Möglichkeit, belegte Felder einschließlich der Richtstreckenabschnitte sukzessive abzuwerfen.

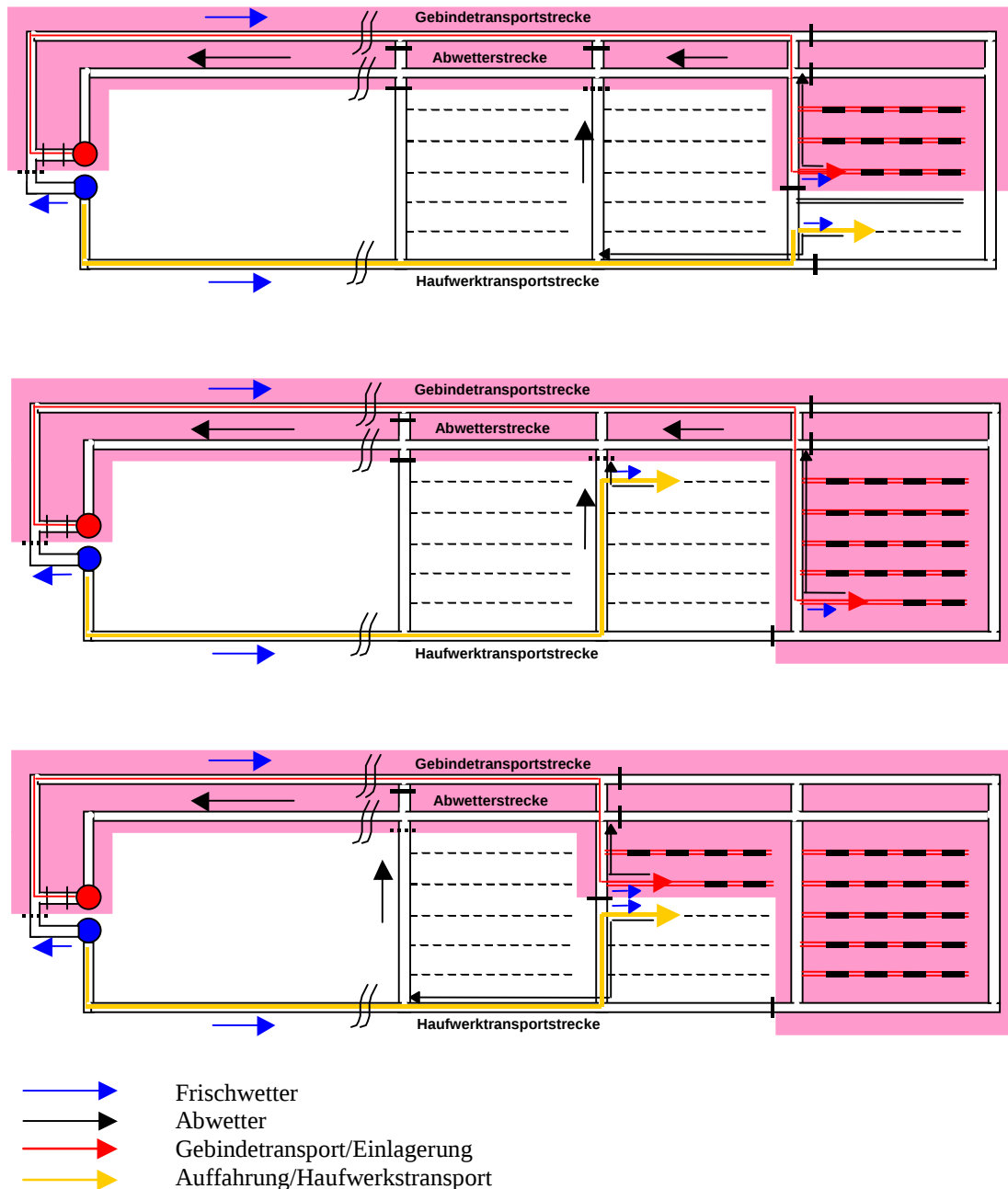


Abbildung 4-33: Schematische Darstellung der Vorzugsvariante für die Streckenlagerung

In Abbildung 4-33 (oben) wird das 1. Einlagerungsfeld belegt. Getrennt durch die temporäre Absperrung im Querschlag erfolgt in demselben Feld die Auffahrung der nächst folgenden Einlagerungsstrecken. Die Betriebspunkte werden jeweils mit Hilfe einer Lutze sonderbewettert. Die Abwetter gelangen über die Querschläge zur gemeinsamen Abwetterstrecke. In Abbildung 4-33 (Mitte) ist der Vortrieb bereits zum nächsten Feld gewechselt. In Abbildung 4-33 (unten) setzen sich der Vortriebs- und Einlagerungsbetrieb analog fort. Das 1. Feld ist bereits abgeworfen. Es ist ersichtlich, dass die Auffahrung in allen Phasen in Spätestlage

möglich ist und es nicht zu Behinderungen von Betriebsabläufen kommt. Aufgrund der Außenlage von Gebindetransport- und Haufwerkstransportstrecke ist bei paralleler Zusammenschaltung von Einlagerungsabteilungen eine gemeinsame Nutzung dieser Infrastruktur Strecken möglich.

4.2.1.1.2 Vorzugsvariante für die Bohrlochlagerung

Für die Bohrlochlagerung von BSK 3 besteht die Vorzugsvariante ebenfalls aus einem 3-Streckensystem, bei dem die Gebindetransport- und Abwetterstrecke auf der einen Seite der Einlagerungsfelder und die Haufwerkstransportstrecke auf der anderen liegen. Die Abwetterstrecke ist innen liegend und grenzt an die Einlagerungsfelder.

In Abbildung 4-34 ist der prinzipielle Zuschnitt für die Bohrlochlagerung und der Ablauf der Einlagerungs- und Auffahrungsarbeiten beispielhaft für drei Zeitpunkte dargestellt.

Die Gebindetransport- und die Haufwerkstransportstrecke dienen der Frischwetterversorgung der Betriebspunkte im Kontroll- und Überwachungsbereich. Für die Abwetterführung dient eine gemeinsame Abwetterstrecke. Die Einlagerungsstrecken zweigen von den Querschlägen ab.

Der Transport der Gebinde erfolgt über die Richtstrecke „Gebindetransport“ und über den jeweils schachtabgewandten Querschlag in die Einlagerungsstrecken, die durch vorbauartige Befüllung der Bohrlöcher sukzessive, d. h. durch Umsetzen der temporären Absperrung bei Bohrlochwechsel dem Kontrollbereich zugeordnet wird. Der damit verbundene längere Transportweg ermöglicht eine Auffahrung der Einlagerungsstrecken sowie die Herstellung der Bohrlöcher in Bezug auf die Einlagerung in Spätestlage.

Abbildung 4-34 (oben) zeigt die parallel betriebenen Auffahrungs- und Einlagerungsarbeiten im 1. Feld. Der Vortrieb wird sonderbewettert, wobei die Abwetter durch eine wetterdurchlässige Absperrung in die Abwetterstrecke ziehen. Der Einlagerungsbetriebspunkt wird ebenfalls sonderbewettert, indem ein Teilwetterstrom dem durch die wetterdurchlässige Absperrung in den Kontrollbereich ziehenden Wetterstrom aus dem Überwachungsbereich entnommen wird. Alternativ ist auch ein Abzweigen der Frischwetter über eine längere Lufte von der Gebindetransportstrecke denkbar, wobei die temporäre Absperrung im schachtabgewandten Querschlag dann nicht zwangsläufig wetterdurchlässig sein muss.

In Abbildung 4-34 (Mitte) ist der Vortrieb bereits zum nächsten Feld gewechselt und es sind zwei parallel betriebene Einlagerungsbetriebspunkte in unterschiedlichen Feldern dargestellt. In Abbildung 4-34 (unten) finden sämtliche Aktivitäten im 2. Feld statt. Das 1. Feld ist bereits abgeworfen. Es ist ersichtlich, dass in allen Phasen sowohl die Auffahrung als auch die nachgeschaltete Herstellung der Bohrlöcher in Spätestlage durchgeführt werden können und nicht in Konflikt mit Betriebsabläufen im Einlagerungsbereich geraten.

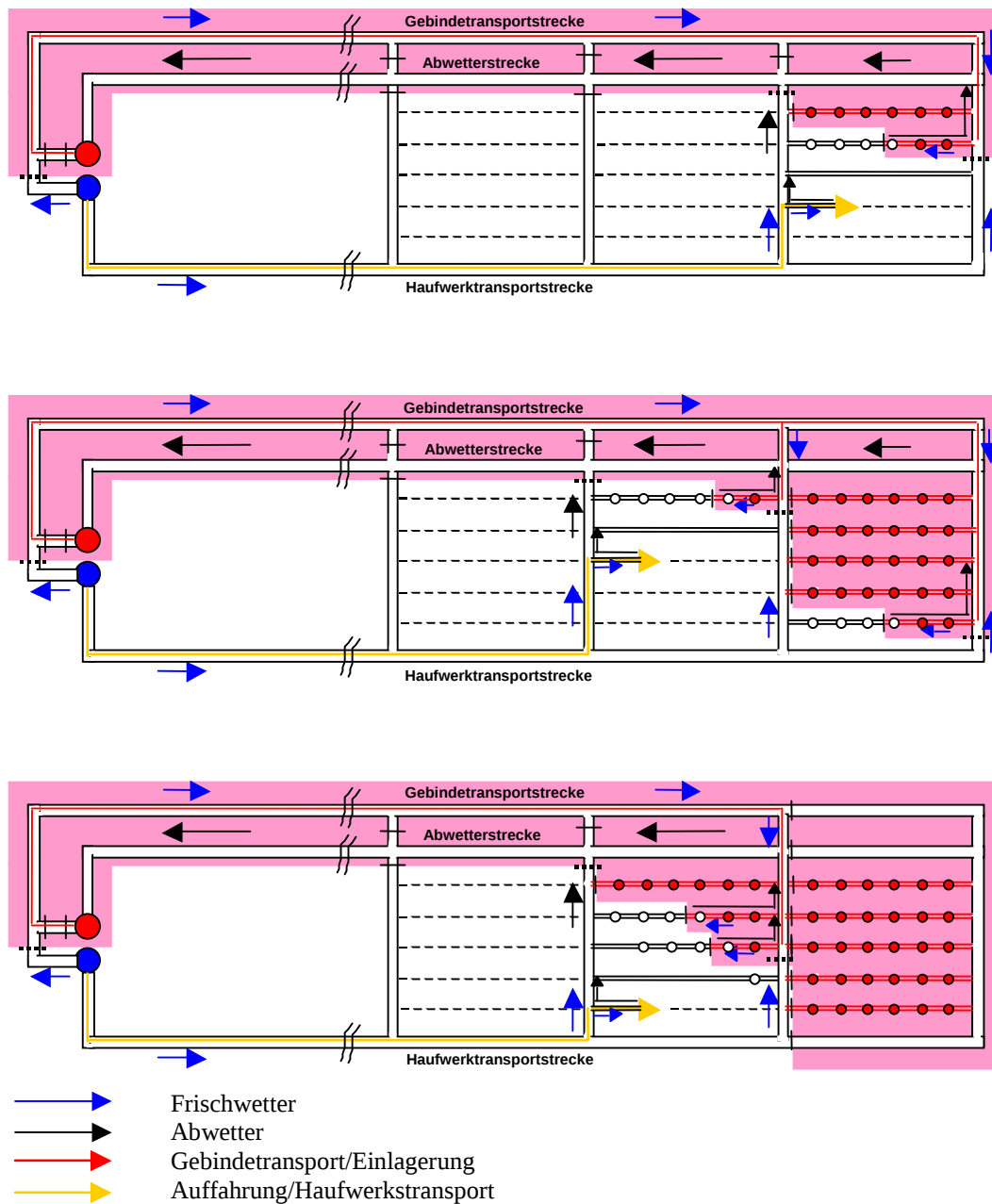


Abbildung 4-34: Schematische Darstellung der Vorzugsvariante für die Bohrlochlagerung

Aufgrund der Außenlage von Gebindettransport- und Haufwerktransportstrecke ist bei paralleler Zusammenschaltung von Einlagerungsabteilungen eine gemeinsame Nutzung dieser Infrastrukturstrecken möglich.

4.2.1.2 Grubengebäudezuschnitte für die Strecken- und Bohrlochlagerung

Die Grubengebäudezuschnitte für die Einlagerung von ausgedienten Brennelementen erfolgt basierend auf den Zuschnitten der Einlagerungsfelder für die Strecken- und Bohrlochlagerung. Dafür sind nachstehende Randbedingungen zugrunde gelegt:

- Mengengerüst:
 - Streckenlagerung: 6818 POLLUX-3BE
 - Bohrlochlagerung: 6818 BSK 3
- Behälterabstände (GENESIS):
 - Streckenlagerung (POLLUX-3BE mit graphitisiertem Bentonit und heat spreader (Sand); Zwischenlagerzeit: 20 Jahre):
Behältermittenabstand streckenaxial: 20,5 m
Streckenmittenabstand: 34 m
 - Bohrlochlagerung (BSK 3 mit graphitisiertem Bentonit und heat spreader (Sand); Zwischenlagerzeit: 30 Jahre):
Bohrlochabstand: 46 m
Anzahl BSK 3 pro Bohrloch: 5 Stück
Streckenmittenabstand: 40 m
- Zuschnitt der Einlagerungsfelder etwa quadratisch zur Minimierung Transportwege
- Begrenzung der Länge der Einlagerungsstrecken auf etwa 400 m. Dadurch werden nach §49 (3) ABVO [1996] in den Streckenvortrieben keine Einrichtungen (z. B. Fluchtcontainer) erforderlich, in denen Beschäftigte im Brandfall für mindestens vier Stunden vor Brandschwaden geschützt sind. Dies ist insbesondere bei begrenzten Streckenquerschnitten von Bedeutung, da keine zusätzlichen Nischen herzustellen sind.
- Gleisradien für schienengebundenen Gebindettransport: 25-30 m
- Abstände benachbarter Strecken zwischen Streckenstößen mindestens das Vierfache der halben Streckenbreite der größeren Strecke
- Abzweigwinkel Richtstrecken/Querschläge und Querschläge/Einlagerungsstrecken: 60°/120°
- Minimierung der Richtstrecken für den Gebindettransport durch geeignete Zusammenschaltung von Einlagerungsabteilungen
- Gebindettransportstrecken söhlig
- bei Streckenkreuzungen: Verlauf Haufwerktransportstrecken oberhalb Gebindettransportstrecken und Verlauf Abwetterstrecken oberhalb Gebindettransportstrecken oder Haufwerktransportstrecken

4.2.1.2.1 Grubengebäudezuschnitt für die Streckenlagerung

Basierend auf den Randbedingungen sind für die Einlagerung der 6818 POLLUX-3BE insgesamt 401 Einlagerungsstrecken erforderlich, wobei die Anzahl der pro Einlagerungsstrecke eingelagerten Behälter 17 beträgt. Die Anzahl der Einlagerungsstrecken pro Einlagerungsfeld variiert zwischen 9 bei den äußeren Einlagerungsfeldern und 10 bei den innen liegenden. Jeweils 7 Einlagerungsfelder sind zu Einlagerungsabteilungen zusammengefasst, die sich Haufwerktransport- und Gebindettransportstrecken mit benachbarten Abteilungen teilen.

In Abbildung 4-35 ist die einflügelige Anordnung der Einlagerungsfelder mit den sich daraus ergebenden insgesamt 406 möglichen Einlagerungsstrecken dargestellt. Aufgrund des günstigen Verhältnisses von Querschlagslänge zur Länge der Einlagerungsstrecken sowie der Anordnung der Einlagerungsfelder ergeben sich minimale Fahrweglängen.

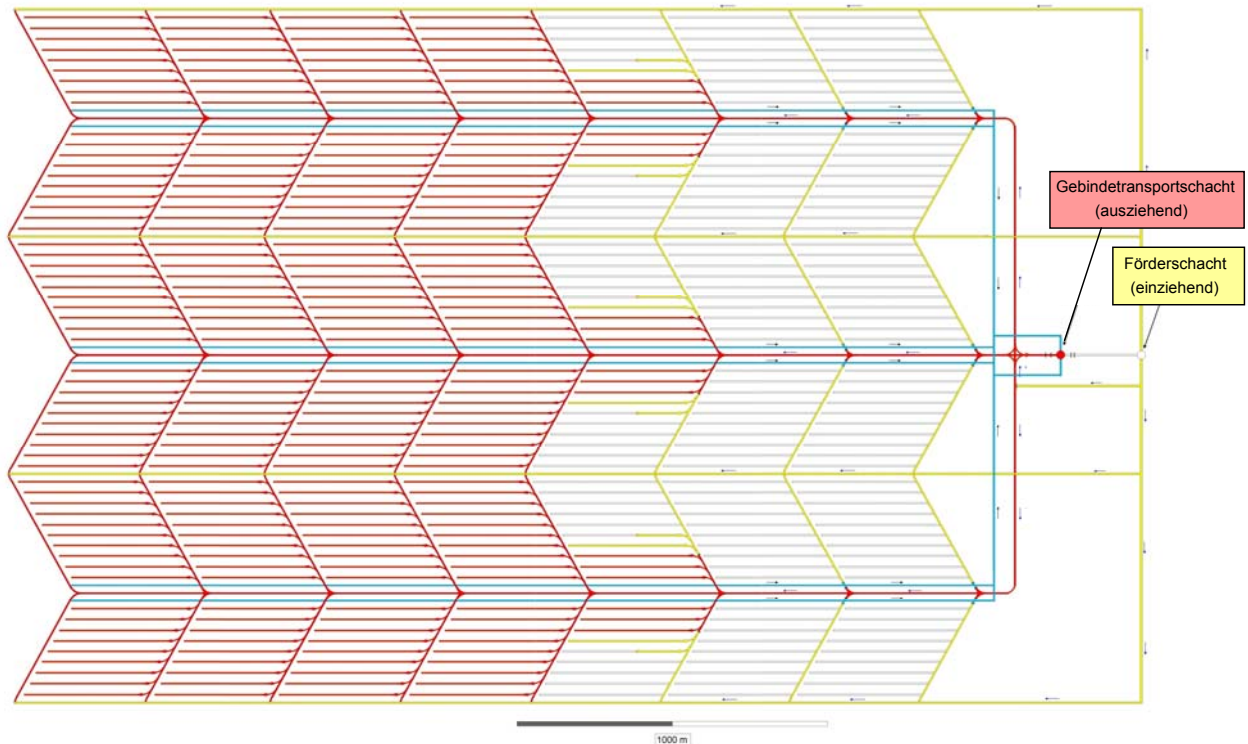


Abbildung 4-35: Grubenbauquerschnitt für die Streckenlagerung von POLLUX-3BE (Variante 4/2)

Die zum Überwachungsbereich zugehörigen Grubenbaue sind gelb unterlegt. Dort finden die Auffahraktivitäten und Haufwerkstransporte statt. Die rot und blau unterlegten Grubenbaue gehören zum Kontrollbereich. Der Gebindetransport und die Einlagerung erfolgen in den rot unterlegten und die Abwetterführung in den blau unterlegten Grubenbauen.

Insgesamt sind 3 Richtstrecken für den Gebindetransport, 4 Richtstrecken für den Haufwerkstransport und 6 Abwetterstrecken erforderlich. Die Abwetterstrecken sind beidseitig der Gebindetransportstrecken paarweise angeordnet.

Die Größe der Einlagerungsfelder bzw. des Grubenfeldes wird bestimmt durch die Länge der Einlagerungsstrecken und neben Vorgaben für erforderliche Behälterabstände aus thermomechanischen Berechnungen auch durch die erforderlichen Querschnitte von Richtstrecken, Querschlägen und Einlagerungsstrecken und daraus resultierenden Streckenabständen.

Die Länge einer Einlagerungsstrecke beträgt ca. 385 m. Dabei sind der Einfahrtbogen für den gleisgebundenen Gebindetransport, die Übergabestelle am Streckenanfang zum Umschlag des Supercontainers auf den verlorenen Einlagerungswagen, ein möglicher Streckenverschluss sowie handhabungstechnische Reserven berücksichtigt. Hinzu kommt

ein angenommener Abstand des Streckenendes einer Einlagerungsstrecke bis zum nächsten Querschlag von 25 m.

Die erforderlichen Streckenquerschnitte ergeben sich in erster Linie aus den Abmessungen der größten eingesetzten maschinellen Betriebsmittel – Abbildung 4-36.

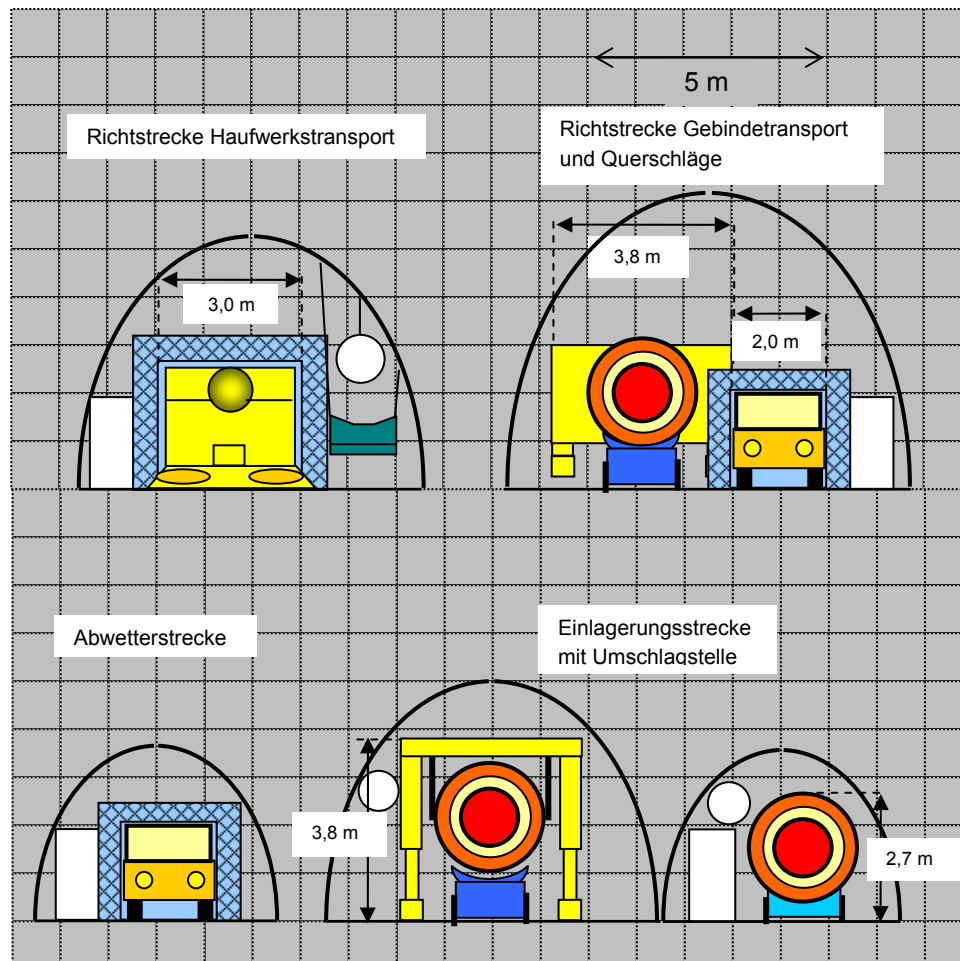


Abbildung 4-36: Querschnittsbedarf in Richtstrecken, Querschlägen und Einlagerungsstrecken für die Streckenlagerung (Variante 4/2)

Bei der Richtstrecke Haufwerkstransport (Abbildung 4-36 – links oben) wird der Querschnitt durch den Platzbedarf einer mittelschweren Teilschnittmaschine (75 t-Klasse), die Gurtförderanlage für den Haufwerkstransport und den Fahrweg (Personenfahrt) bestimmt. Bei der Richtstrecke Gebindetransport und den Querschlägen (Abbildung 4-36 – rechts oben) ergibt sich der Querschnitt einerseits aus dem Platzbedarf für den gleisgebundenen Umzug des Hubportals auf dem Plateauwagen, dem Lichtraumprofil für Gleislosfahrzeuge und dem Personalfahrweg. Dabei wird davon ausgegangen, dass sich während des Umzugs des Hubportals keine Gleislosfahrzeuge in dem zu durchfahrenden Abschnitt zwischen den Umschlagstellen befinden. Für die Abwetterstrecke (Abbildung 4-36 – links unten) wird der Platzbedarf für Gleislosfahrzeuge und den Fahrweg unterstellt. Bei der Einlagerungsstrecke wird im Bereich der Umschlagstelle am Streckenanfang der Querschnitt durch den Platzbedarf des temporär ortsfesten Hubportals für den Umschlag des Supercontainers vom

Plateauwagen auf den verlorenen Einlagerungswagen bestimmt (Abbildung 4-36 – Mitte unten). Im weiteren Verlauf der Einlagerungsstrecke ist der Transport des Supercontainers auf dem Einlagerungswagen und ein Fahrweg zu berücksichtigen (Abbildung 4-36 – rechts unten).

Zusammenfassend ergeben sich die lichten Streckenquerschnitte wie folgt:

- Richtstrecken
 - Haufwerkstransport (Teilschnittmaschine der 75 t-Klasse, Gurtförderanlage und Fahrweg): 30 m²
 - Gebindetransport (Umsetzen Hubportal, Befahrungsfahrzeuge, Fahrweg): 40 m²
 - Abwetterführung (Befahrungsfahrzeuge, Fahrweg): 15 m²
- Querschläge (Umsetzen Hubportal, Befahrungsfahrzeuge, Fahrweg): 40 m²
- Einlagerungsstrecken:
 - Einlagerungsbereich (Batterielok mit Gebinde auf verlorenem Einlagerungswagen, Fahrweg): 14 m²
 - Übergabestellen (Hubportal, Fahrweg): 28 m² (10 m-Abschnitt);
 - Anmerkung: Der Einfahrtbogen vom Streckenabzweig bis zur Umschlagstelle erfordert für den Umzug des Hubportals auf dem Plateauwagen theoretisch nur einen lichten Querschnitt von 22 m². Für diesen ca. 15 m langen Abschnitt wird jedoch ebenfalls von 28 m² ausgegangen.

Abbildung 4-37 zeigt die der Konzeption der Einlagerungsfelder zugrunde gelegten Streckenabstände in einem Schnitt rechtwinklig zu den Richtstrecken.

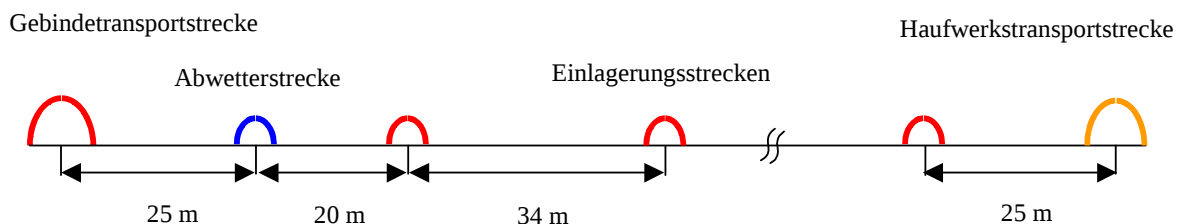


Abbildung 4-37: Abstände zwischen Richt- und Einlagerungsstrecken

Die Breite der Einlagerungsfelder zwischen Gebinde- und Haufwerkstransportstrecke variiert in Abhängigkeit von der Anzahl der Einlagerungsstrecken. Unter Zugrundelegung vorstehender Streckenmittenenabstände ergibt sich für die Einlagerungsfelder mit 9 Einlagerungsstrecken eine Breite von 342 m und für diejenigen mit 10 Einlagerungsstrecken eine Breite von 376 m.

Unter Berücksichtigung der Breite eines Querschlags von ca. 8 m sowie der Breite der Richtstrecke Haufwerkstransport von ca. 7 m ergibt sich der Flächenbedarf für das Grubenfeld für die Einlagerung von POLLUX-3BE (ohne Berücksichtigung der außerhalb liegenden Infrastrukturstrecken) wie folgt:

$$F = L \times B = (7 \times 418\text{m} + 8\text{m} + 376\text{m} \times \tan 30^\circ) \cdot (2 \times 342\text{m} + 4 \times 376\text{m} + 7\text{m}) = 6,92 \text{ km}^2$$

Die Auffahrlängen für das Grubenfeld betragen für

- Richtstrecken
 - Haufwerkstransport: $4 \times (7 \times 418\text{m} + 8\text{m}) = 11,7 \text{ km}$
 - Gebindetransport: $3 \times (7 \times 418\text{m} + 8\text{m}) = 8,8 \text{ km}$
 - Abwetterführung: $6 \times (7 \times 418\text{m} + 8\text{m}) = 17,6 \text{ km}$
- Querschläge
 - 9 Einlagerungsstrecken pro Feld: $16 \times 395\text{m} = 6,3 \text{ km}$
 - 10 Einlagerungsstrecken pro Feld: $3 \times 434\text{m} = 13,9 \text{ km}$
- Einlagerungsstrecken
 - $401 \times 385\text{m} = 154,4 \text{ km}$

4.2.1.2.2 Grubengebäudezuschnitt für die Bohrlochlagerung

Basierend auf den Randbedingungen sind für die Einlagerung der insgesamt 6818 BSK 3 171 Einlagerungsstrecken mit jeweils 8 Bohrlöchern erforderlich, wobei die Anzahl der pro Einlagerungsstrecke eingelagerten Behälter 40 beträgt. Die Anzahl der Einlagerungsstrecken pro Einlagerungsfeld beträgt 9. Jeweils 5 Einlagerungsfelder sind zu Einlagerungsabteilungen zusammengefasst, die sich Haufwerkstransport- und Gebindetransportstrecken mit benachbarten Abteilungen teilen.

In Abbildung 4-38 ist die einflügelige Anordnung der Einlagerungsfelder mit den sich daraus ergebenden insgesamt 180 möglichen Einlagerungsstrecken dargestellt. Aufgrund des günstigen Verhältnisses von Querschlagslänge zur Länge der Einlagerungsstrecken sowie der Anordnung der Einlagerungsfelder ergeben sich minimale Fahrweglängen.

Die zum Überwachungsbereich zugehörigen Grubenbaue sind gelb unterlegt. Dort finden die Auffahraktivitäten und Haufwerkstransporte statt. Die rot und blau unterlegten Grubenbaue gehören zum Kontrollbereich. Der Gebindetransport und die Einlagerung erfolgen in den rot unterlegten und die Abwetterführung in den blau unterlegten Grubenbauen.

Insgesamt sind 2 Richtstrecken für den Gebindetransport, 3 Richtstrecken für den Haufwerkstransport und 4 Abwetterstrecken erforderlich. Die Abwetterstrecken sind beidseitig der Gebindetransportstrecken paarweise angeordnet.

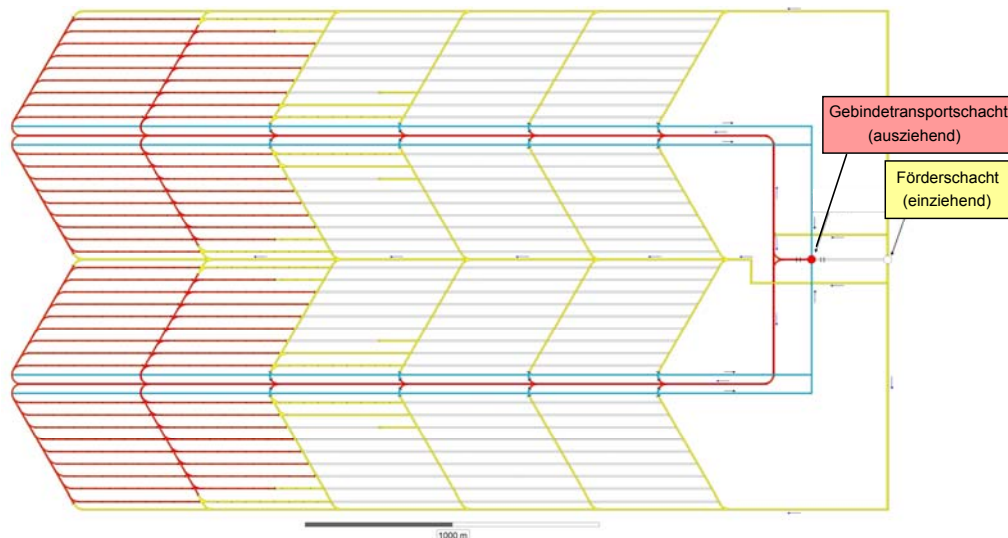


Abbildung 4-38: Grubengebäudezuschnitt für die Bohrlochlagerung von BSK 3 (Variante 4)

Die Größe der Einlagerungsfelder bzw. des Grubenfeldes wird bestimmt durch die Länge der Einlagerungsstrecken und neben Vorgaben für erforderliche Behälterabstände aus thermomechanischen Berechnungen auch durch die erforderlichen Querschnitte von Richtstrecken, Querschlägen und Einlagerungsstrecken und daraus resultierenden Streckenabständen.

Die Länge einer Einlagerungsstrecke beträgt ca. 402 m. Dabei sind der schachtabgewandte Einfahrtbogen für den gleisgebundenen Gebindetransport, mögliche Streckenverschlüsse sowie handhabungstechnische Reserven berücksichtigt.

Die erforderlichen Streckenquerschnitte ergeben sich in erster Linie aus den Abmessungen der größten eingesetzten maschinellen Betriebsmittel – Abbildung 4-39. Bei der Richtstrecke Haufwerkstransport (Abbildung 4-39 – links oben) wird der Querschnitt durch den Platzbedarf einer schweren Teilschnittmaschine (100 t-Klasse), die Gurtförderanlage für den Haufwerkstransport und den Fahrweg (Personenführung) bestimmt. Bei der Richtstrecke Gebindetransport und den Querschlägen (Abbildung 4-39 – rechts oben) ergibt sich der Querschnitt einerseits aus dem Platzbedarf für den gleisgebundenen Umzug der Einlagerungsvorrichtung auf dem Plateauwagen, dem Lichtraumprofil für Gleislosfahrzeuge und dem Personenfahrweg. Dabei wird davon ausgegangen, dass sich während des Umzugs der Einlagerungsvorrichtung keine Gleislosfahrzeuge in dem zu durchfahrenden Abschnitt zwischen den Aufstellungsorten befinden. Für die Abwetterstrecke (Abbildung 4-39 – links unten) wird der Platzbedarf für Gleislosfahrzeuge und den Fahrweg unterstellt. Bei der Einlagerungsstrecke (Abbildung 4-39 – rechts unten) wird der Querschnitt im Bereich der Bohrlöcher durch die zum Schwenken des Transferbehälters in höchste Stellung gefahrene Einlagerungsvorrichtung bestimmt ($H = 6,3 \text{ m}$). Zwischen den Bohrlöchern ergibt sich der Querschnitt aus dem geringeren Lichtraumprofil der zum Umzug auf dem Plateauwagen abgesenkten Einlagerungsvorrichtung ($H = 5,2 \text{ m}$).

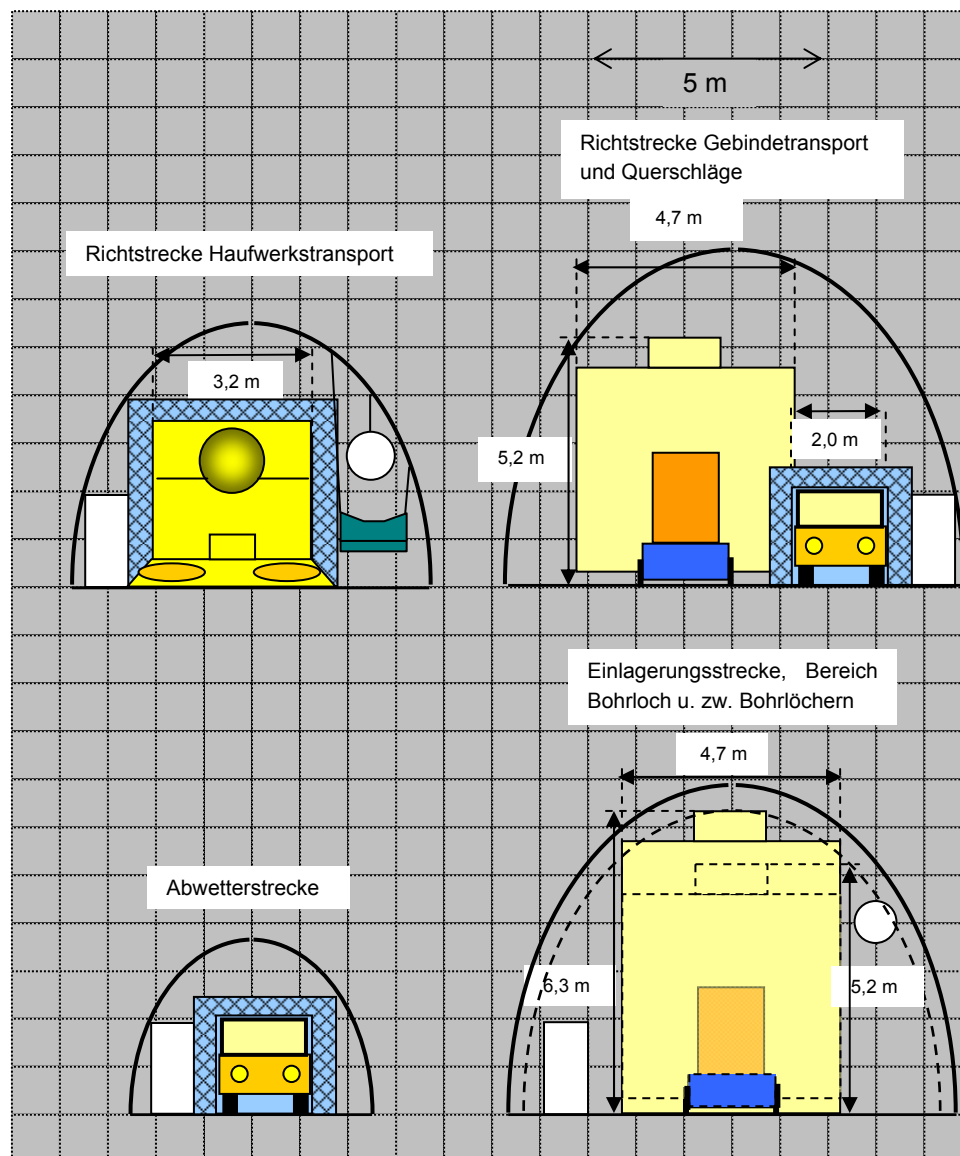


Abbildung 4-39: Querschnittsbedarf in Richtstrecken, Querschlägen und Einlagerungsstrecken für die Bohrlochlagerung (Variante 4)

Zusammenfassend ergeben sich die lichten Streckenquerschnitte wie folgt:

- Richtstrecken
 - Haufwerkstransport (Teilschnittmaschine der 100 t-Klasse, Gurtförderanlage und Fahrweg): 32 m²
 - Gebindettransport (Umsetzen Einlagerungsvorrichtung, Befahrungsfahrzeuge, Fahrweg): 52 m²
 - Abwetterführung (Befahrungsfahrzeuge, Fahrweg): 15 m²
- Querschläge (Umsetzen Einlagerungsvorrichtung, Befahrungsfahrzeuge, Fahrweg): 52 m²
- Einlagerungsstrecken:
 - Bereich Bohrlöcher (10 m-Abschnitte für Einlagerungsvorrichtung, Fahrweg): 50 m²

- Bereich zwischen Bohrlöchern (Umsetzen Einlagerungsvorrichtung, Fahrweg): 42 m²

Abbildung 4-40 zeigt die der Konzeption der Einlagerungsfelder zugrunde gelegten Streckenabstände in einem Schnitt rechtwinklig zu den Richtstrecken.

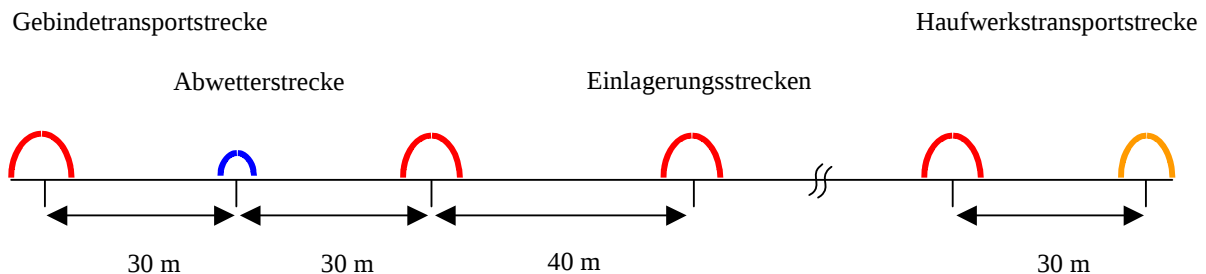


Abbildung 4-40: Abstände zwischen Richt- und Einlagerungsstrecken

Die Breite der Einlagerungsfelder zwischen Gebinde- und Haufwerkstransportstrecke beträgt unter Zugrundelegung vorstehender Streckenmittenabstände ca. 410 m.

Unter Einbeziehung der Breite eines Querschlags von ca. 9 m sowie der Breite der Richtstrecke Haufwerkstransport von ca. 8 m ergibt sich der Flächenbedarf für das Grubenfeld für die Einlagerung von BSK 3 (ohne Berücksichtigung der außerhalb liegenden Infrastrukturstrecken) wie folgt:

$$F = L \times B = (5 \times 411\text{m} + 9\text{m} + 410\text{m} \times \tan 30^\circ) \times (4 \times 410\text{m} + 8\text{m}) = 3,79 \text{ km}^2$$

Die Auffahrlängen für das Grubenfeld betragen für

- Richtstrecken
 - Haufwerkstransport: $3 \times (5 \times 411\text{m} + 9\text{m}) = 6,2 \text{ km}$
 - Gebindetransport: $2 \times (5 \times 411\text{m} + 9\text{m}) = 4,1 \text{ km}$
 - Abwetterführung: $4 \times (5 \times 411\text{m} + 9\text{m}) = 8,3 \text{ km}$
- Querschläge
 - 9 Einlagerungsstrecken pro Feld: $24 \times 473\text{m} = 11,3 \text{ km}$
- Einlagerungsstrecken
 - $171 \times 402\text{m} = 68,7 \text{ km}$

4.2.2 Herstellung der Grubenbaue für die Einlagerung

4.2.2.1 Herstellung der Strecken

Eine Entwicklung von möglichen Konzepten für die Einlagerung und deren Bewertung muss den besonderen gebirgsmechanischen Verhältnissen der Wirtsgesteinsinformation Rechnung tragen, die am generischen Standort Nord 1 anzutreffen sind. Anders als in einer standfesten

Steinsalzformation, wo man in der Regel auf einen Ausbau der Grubenbaue verzichten kann und in der Wahl von Streckenquerschnittsformen wenig Einschränkungen hat, handelt es sich bei Tongestein um ein Gebirge, dass in dieser Hinsicht hohe Anforderungen an die Streckenauffahrung stellt.

Eine Einschätzung des Gebirges nach [IfB 2007] führt zu dem Ergebnis, dass es nach einer Klassifikation der DSK der Gebirgsklasse IVb zu zuordnen bzw. als stark gebräch einzustufen ist. Damit verbunden ergeben sich Konsequenzen, die im Rahmen einer Konzeptentwicklung und Bewertung zu berücksichtigen sind:

- Die Strecken sind auszubauen. In Abhängigkeit von der Nutzungs- bzw. Lebensdauer kann dies durch Unterstützungsausbau, Anker Ausbau oder Kombinationen davon erfolgen
- Der Ausbau erfolgt mindestens in Anker- Spritzbeton-Bauweise; u. . armiert mit Stahlfasern oder Stahlmatten, langlebige Strecken sind zusätzlich mit Stahlbogenausbau zu versehen.
- Als Querschnittsform sind bogenförmige Strecken durch Ausbildung eines Gebirgstragrings günstiger zu bewerten als rechteckige Strecken
- Aufgrund der geringen Teufenlage des Einlagerungshorizontes sind die zu erwartenden Konvergenzen gering und liegen im mm-Bereich
- Ein geschlossener Ausbau ist aus gebirgsmechanischen Gründen nicht erforderlich, d. h. die Strecken können zur Sohle hin unausgebaut bleiben
- Um zusätzliche Auflockerungen des Streckenmantels zu vermeiden sind die Strecken gebirgsschonend herzustellen. Dies bedeutet, dass die Auffahrung nicht durch Bohr- und Sprengtechnik sondern maschinell erfolgt. Dazu kommen in erster Linie Teilschnittmaschinen in Frage.
- Ein Ausbau der Großbohrlöcher für die Einlagerung ist erforderlich.

4.2.2.1.1 Streckenausbau für die Einlagerungs- und Infrastrukturstrecken

Streckenausbau für die Einlagerungsstrecken

Für die kurzlebigen Einlagerungsstrecken ist ein Anker- Spritzbeton- Verbundausbau vorgesehen – Abbildung 4-41. In Abhängigkeit vom Streckenquerschnitt variieren Ankerdichte und -länge sowie die Dicke des Spritzbetonausbaus.

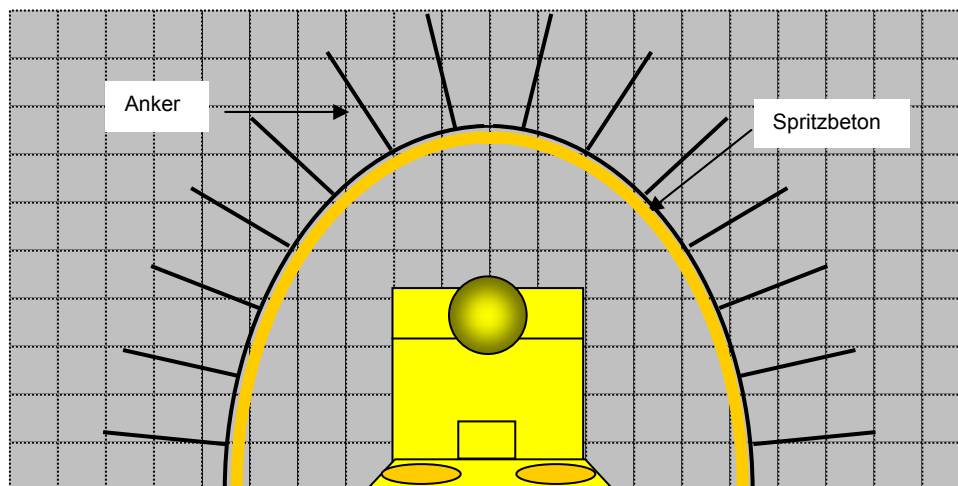


Abbildung 4-41: Schematische Darstellung des Anker-Spritzbeton-Verbundausbau

In Tabelle 4-1 sind die in [IfB 2008a] ermittelten spezifischen Angaben für den Ausbau für verschiedene lichte Streckenquerschnitt dargestellt. Die Dicke der Spritzbetonschale ist konservativ für den Fall eines unbewehrten Spritzbetonausbau angegeben.

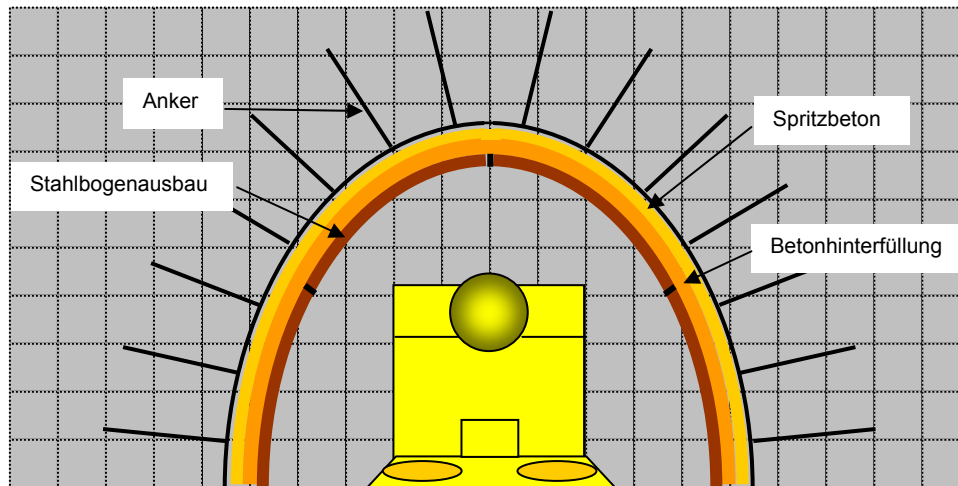
Tabelle 4-1: Spezifischen Angaben für den Ausbau für die kurzlebigen Einlagerungsstrecken

lichter Streckenquerschnitt [m ²]	Ankerdichte [A/m ²]	Ankerlänge [m]	Dicke der Spritzbetonschale [m]
15 m ²	0,7	2,5	0,15
20 m ²	0,7	2,5	0,15
30 m ²	0,83	2,5	0,25
40 m ²	1,5	3,2	0,35
50 m ²	2	3,2	0,45

Durch zusätzliche Bewehrung kann die Dicke der Spritzbetonschale bei den großen Querschnitten etwas reduziert werden. Die Bewehrung des Spritzbetons kann durch den Einbau von Stahlmatten oder durch die Zugabe von Stahl- oder Kunststofffasern zum Spritzbeton erfolgen. Als Ankerwerkstoff kommt Stahl oder Kunststoff in Frage.

Streckenausbau für die Infrastrukturstrecken

Richtstrecken und Querschläge besitzen Lebensdauern von bis zu mehreren Jahrzehnten. Daraus ergeben sich entsprechend hohe Anforderungen an den Streckenausbau. Der nach [IfB 2008a] vorgesehene Ausbau besteht ebenfalls aus einem Anker-Spritzbeton-Verbundausbau, der als vorläufiger Ausbau im Zuge der Auffahrung unmittelbar vor Ort eingebracht wird, und einem im rückwärtigen Streckenabschnitt nachträglich eingebauten Stahlbogenausbau mit Betonhinterfüllung – Abbildung 4-42.


Abbildung 4-42: Schematische Darstellung des Kombi-Ausbaus

Die spezifischen Angaben für den Ausbau für die langlebigen Infrastrukturstrecken nach [IfB 2008a] befinden sich in Tabelle 4-2.

Tabelle 4-2: Spezifischen Angaben für den Ausbau für die langlebigen Infrastrukturstrecken

Lichter Streckenquerschnitt [m ²]	Ankerdichte [A/m ²]	Ankerlänge [m]	Dicke der Spritzbetonschale [m]	Metergewicht des Stahlbogenausbaus [kg/m]	Bauabstand des Stahlbogenausbaus [m/Bau]	Hinterfülldicke [m]
15 m ²	0,7	2,5	0,1	0,34	1,44	0,20
20 m ²	0,7	2,5	0,1	0,34	1,08	0,25
30 m ²	0,83	2,5	0,15	0,34	0,9	0,3
40 m ²	1,5	3,2	0,2	0,40	0,8	0,35
50 m ²	2	3,2	0,2	0,40	0,76	0,4

Die Streckenabzweige von den Querschlägen zu den Einlagerungsstrecken werden in der selben Weise ausgebaut und bereits im Zuge der Auffahrung der Querschläge hergestellt. Die Auffahrung der Einlagerungsstrecken erfolgt später. Abbildung 4-43 zeigt beispielhaft ein solches Abzweigbauwerk mit temporär gesichertem Streckenstummel.



Abbildung 4-43: Abzweigbauwerk [Thyssen Schachtbau 2002a]

4.2.2.1.2 Maschinelle Betriebsmittel für die Auffahrung und den Ausbau von Einlagerungs- und Infrastrukturstrecken

Die Vortriebseinrichtungen für die Streckenauffahrung bestehen im Wesentlichen aus einer dem jeweiligen Streckenquerschnitt angepassten Teilschnittmaschine. Beispielhaft ist in Abbildung 4-44 die MT 300 der Fa. Sandvik Mining and Construction Central Europe GmbH mit einem Maschinengewicht von 60 t und einer installierten Schneidkopfleistung von 200 kW dargestellt.



Abbildung 4-44: MT 300 der Fa. Sandvik Mining and Construction Central Europe GmbH

Zum mechanisierten Einbringen des Ankerausbaus bei geringeren Streckenquerschnitten können die Teilschnittmaschinen mit einer Ankerbohr- und -setzeinrichtung ausgestattet sein, wie das beispielhaft in den Abbildung 4-45 und Abbildung 4-46 dargestellt ist.



Abbildung 4-45: Teilschnittmaschine mit Ankerbohr- und -setzeinrichtung [Thyssen Schachtbau 2002b]

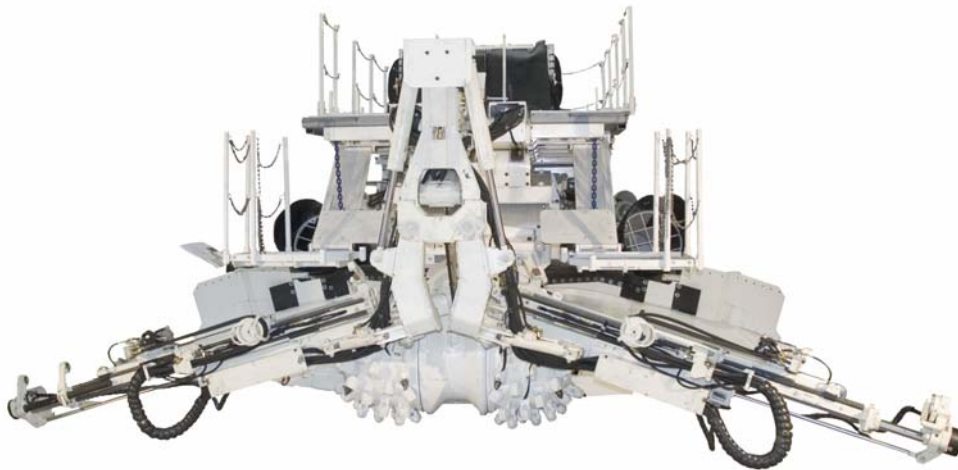


Abbildung 4-46: Teilschnittmaschine der Fa. Sandvik Mining and Construction Central Europe GmbH mit Ankerbohr- und -setzeinrichtung (2 Stück)

Bei größeren Streckenquerschnitten ist der Einsatz einer an Schienen aufgehängten Ausbaubühne möglich und vorgesehen, die die Ankerbohr- und -setzvorrichtung aufnimmt - Abbildung 4-47.



Abbildung 4-47: Bohrwagen 7600 der Fa. GTA Maschinensysteme GmbH

Der Spritzbeton wird mit Hilfe eines Spritzmanipulators aufgebracht. Bei kleinen Streckenquerschnitten bietet sich ein kleinbauendes Fahrzeug mit Spritzmanipulator an, wie das am Beispiel des Meyco Oruga in Abbildung 4-48 dargestellt ist.



Abbildung 4-48: Spritzmanipulator Oruga der Fa. Meyco [Meyco 2007]

Nach dem Einbringen der Anker und Zurücksetzen der Teilschnittmaschine, fährt das Fahrzeug an der Teilschnittmaschine vorbei und beginnt vor Ort mit dem Auftragen des Spritzbetons. Bei größeren Streckenquerschnitten ist vorgesehen, den Spritzmanipulator auf

einer an Schienen aufgehängten Ausbaubühne anzuordnen, die die Teilschnittmaschine überfahren kann.

Für das Einbringen des Unterstützungsausbaus bei den langlebigen Infrastrukturstrecken ist bei geringeren Streckenquerschnitten ebenfalls der Einsatz eines kleinbauenden Fahrzeugs mit Ausbaumanipulator vorgesehen – Abbildung 4-49.



Abbildung 4-49: Streckenausbaumanipulator M 2000 der Fa. GTA Maschinensysteme GmbH

Bei größeren Streckenquerschnitten können Ausbaubühnen mit einer Ausbausetzvorrichtung eingesetzt werden, die das Einbringen von Kappen oder eines vormontierten Kappendachs ermöglichen. Die Hinterfüllung des Ausbaus erfolgt ebenfalls von der Ausbaubühne. Abbildung 4-50 zeigt beispielhaft die Ausbaubühne AMG 2700 der Fa. GTA Maschinensysteme GmbH mit einem vormontierten Kappendach.



Abbildung 4-50: Ausbaubühne AMG 2700 der Fa. GTA Maschinensysteme GmbH

Für den Transport der Ausbaumaterialien ist neben einem Einsatz gummibereifter Fahrzeuge auch die Verwendung einer Einschienenhängebahn denkbar, wie sie in Abbildung 4-51 dargestellt ist.



Abbildung 4-51: Einschienenhängebahn [RAG 2008a]

Im Direktantrieb können Einschienenhängebahnen mit einem Elektro- oder Dieselantrieb ausgestattet sein. Unter Verwendung entsprechender Transporteinheiten eignen sie sich für Transporte aller Art.

4.2.2.1.3 Vortriebsgeschwindigkeiten

Unter Zugrundelegung der lichten Querschnitte für die Einlagerungs- und Infrastrukturstrecken (Kap. 4.2.1.2.1/4.2.1.2.2), den Angaben zu den vorgesehenen Ausbauten (Kap. 4.2.2.1.1) und nachstehenden, für sämtliche Varianten gleich angenommenen Vorgaben lassen sich die Vortriebsgeschwindigkeiten abschätzen. Dabei brauchen nur die zwangsweise hintereinander geschalteten Arbeitsvorgänge berücksichtigt werden. Der Spritzbeton wird zumindest zweischalig eingebracht. Zunächst erfolgt eine Konsolidierungsschicht und anschließend der Aufbau der zweiten Lage. Theoretisch ist es denkbar, dies bei größeren Streckenquerschnitten mit entsprechend größeren Spritzbetondicken im rückwärtigen Streckenteil durchzuführen. Eine zeitliche Parallelisierung zu den Arbeitsvorgängen vor Ort ist jedoch begrenzt auf ungefähr den Zeitbedarf für das Lösen des Gesteins. Im Hinblick auf die vergleichsweise geringen Zeitanteile für das Schneiden wäre dies nur mit einem geringen zeitlichen Vorteil verbunden und wird insofern nicht berücksichtigt. Als Vorgaben für die Abschätzung der Vortriebsgeschwindigkeiten werden pauschal für sämtliche Streckenquerschnitte folgende Annahmen zugrunde gelegt [IfB 2008a]:

- Löseleistung der Teilschnittmaschine 50 m³/h
- Ankereinbringleistung 10 Anker/h
- Spritzbetoneinbringleistung 2 m³/h
- Rüstzeit pro Streckenmeter 0,75 h/m
- Arbeitszeit vor Ort 6 h/Sch
- Anzahl Schichten pro Arbeitstag 4 Sch/AT
 - Vortrieb (Schneiden, Ausbauen) 3 Sch/AT
 - Wartung u. Längenanpassung 1 Sch/AT

Danach ergeben sich die in Abbildung 4-52 aufgeführten Vortriebsgeschwindigkeiten für Einlagerungs- und Infrastrukturstrecken.

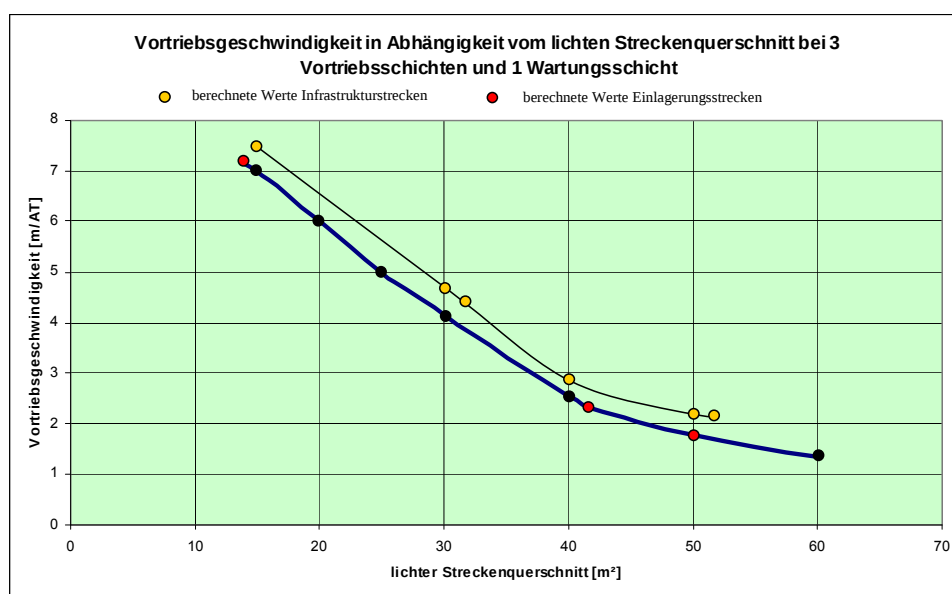


Abbildung 4-52: Vortriebsgeschwindigkeiten für Einlagerungs- und Infrastrukturstrecken

Im Gegensatz zu den Einlagerungsstrecken werden bei den langlebigen Strecken Anker und Spritzbeton nur als vorläufiger Ausbau vor Ort eingebracht. Die Spritzbetonstärken sind geringer als bei den kurzlebigen Strecken. Der Einbau des endgültigen Ausbaus – bestehend aus Stahlbogenausbau und Betonhinterfüllung – erfolgt später im rückwärtigen Streckenabschnitt. Bei gleichem lichten Querschnitt ist der aufzufahrende Ausbruchquerschnitt dadurch etwas größer, jedoch wird der zusätzliche Auffahrungsaufwand für den erforderlichen Mehrausbruch durch den geringeren Aufwand für den Einbau der Spritzbetonschale mehr als kompensiert, so dass bei den langlebigen Strecken höhere Vortriebsgeschwindigkeiten erreicht werden.

Vortriebsgeschwindigkeiten bei Streckenlagerung

Die Vortriebsgeschwindigkeiten für die Einlagerungs- und Infrastrukturstrecken für die Streckenlagerung sind in Tabelle 4-3 zusammenfassend dargestellt.

Tabelle 4-3: Vortriebsgeschwindigkeiten für die Einlagerungs- und Infrastrukturstrecken bei Streckenlagerung

	lichter Querschnitt [m ²]	Ausbruch- querschnitt [m ²]	Vortriebsge- schwindigkeit [m/AT]
Richtstrecken Haufwerkstransport	30	37,4	4,7
Richtstrecken Gebindettransport	40	50,3	2,9
Abwetterstrecken	15	19,0	7,5
Querschläge	40	50,3	2,9
Einlagerungsstrecken	14	15,5	7,1

Vortriebsgeschwindigkeiten bei Bohrlochlagerung

Die Vortriebsgeschwindigkeiten für die Einlagerungs- und Infrastrukturstrecken für die Bohrlochlagerung sind in Tabelle 4-4 zusammenfassend dargestellt.

Tabelle 4-4: Vortriebsgeschwindigkeiten für die Einlagerungs- und Infrastrukturstrecken bei Bohrlochlagerung

	lichter Querschnitt [m ²]	Ausbruch- querschnitt [m ²]	Vortriebsge- schwindigkeit [m/AT]
Richtstrecken Haufwerkstransport	32	39,7	4,5
Richtstrecken Gebindettransport	52	65,0	2,1
Abwetterstrecken	15	19,0	7,5
Querschläge	52	65,0	2,1
Einlagerungsstrecken			
- Bereich Bohrlöcher	50	58,1	1,8
- zwischen Bohrlöchern	42	48,5	2,3
Mittelwert Einlagerungsstrecken	43,5	50,4	2,2

4.2.2.2 Herstellung der Bohrlöcher für die Einlagerung (nur Bohrlochlagerung)

Die Bohrlöcher für die Einlagerung von BSK 3 besitzen einen Durchmesser von ca. 1,5 m und eine Teufe von ca. 50 m. Die Herstellung von Großbohrlöchern mit diesen Abmaßen ist grundsätzlich Stand der Technik. Exakt für diesen Anwendungsfall geeignete Maschinen sind auf dem Markt jedoch nur bedingt vorhanden. Dieser Anwendungsfall lässt sich wie folgt charakterisieren:

- Die Bohrlöcher sind blind von oben ohne ein durchschlägiges Vorbohrloch zu einer unteren Sohle herzustellen. Damit scheiden sämtliche gängigen Verfahren mit Schwerkraftförderung des Bohrkleins wie z. B. das Raisebohrverfahren aus.
- Die Platzverhältnisse am Bohrlochkopf sind begrenzt und lassen nur Bohranlagen mit geringer Baugröße zu.
- Der Tonstein ist feuchtigkeitsempfindlich und neigt zum Nachbrechen. Insofern sind entweder Trockenbohrverfahren einzusetzen oder bei Verwendung hydraulischer Bohrverfahren spezielle tonhibierende Bohrspülungen vorzusehen. Darüber hinaus sind die Bohrlöcher aus denselben Gründen mit einem Außenliner auszubauen, um die Säule aus Bentonitringen ohne störende nachfallbedingte Haufwerkszwischenlagen aufbauen zu können. Vorzugsweise sollte dieser im Zuge des Bohrens eingebracht werden können.

Im Folgenden wird ein kurzer Überblick über die Bohrverfahren gegeben und eine Eingrenzung der Bohrverfahren im Hinblick auf den vorliegenden Anwendungsfall vorgenommen.

4.2.2.2.1 Bohrverfahren

Im Hinblick auf die Festigkeitseigenschaften von Tonstein und den erforderlichen Bohrlochdurchmesser von bis zu 1,5 m kommen für die Herstellung der Bohrungen nur Drehbohrverfahren in Frage. Hinsichtlich der Lage des Bohrantriebs ergibt sich folgende Unterscheidung:

- Bohrantrieb außerhalb des Bohrlochs
- Bohrantrieb im Bohrloch

Unabhängig davon sind dabei Bohrverfahren einzusetzen, die ohne Vorbohrloch für die Bohrkleinabförderung durch Schwerkraft auskommen. Insofern kommt der Bohrkleinabförderung Bedeutung zu. Grundsätzlich kann man folgende unterscheiden:

- mechanische Bohrkleinabförderung
- pneumatische Bohrkleinabförderung
- hydraulische Bohrkleinabförderung

4.2.2.2.1.1 Bohrverfahren mit mechanischer Bohrkleinabförderung

Die mechanische Bohrkleinabförderung wird beispielsweise bei Schneckenbohranlagen angewandt. Abbildung 4-53 zeigt beispielhaft eine Schneckenbohranlage mit durchgehender Schnecke. Die Schnecke wird beim Bohren auf ganzer Länge in den Boden eingedreht und nach Erreichen der Endteufe gezogen. Alternativ ist der Einsatz einer Kurzschnecke möglich. Die Bohr- und Entleerungsvorgänge erfolgen bei dieser abwechselnd in rascher Reihenfolge. In die gleiche Kategorie gehören sogenannte Bohreimer oder Schappen.



Abbildung 4-53: Schneckenbohranlage [Bilfinger Berger 2008]

Im Hinblick auf den vorliegenden Anwendungsfall können diese Bohrverfahren vor allem aufgrund der Baugröße der Bohranlagen ausgeschlossen werden.

4.2.2.2.1.2 Bohrverfahren mit pneumatischer Bohrkleinförderung

Bei den pneumatischen Verfahren kann der Bohrkleinaustrag entweder direkt über den Ringraum oder indirekt durch das Bohrgestänge erfolgen. Für den vorliegenden Anwendungsfall kommen aufgrund des großen Bohrlochdurchmessers ausschließlich Bohrverfahren mit indirekter Spülung in Frage.

Bei der pneumatischen Bohrkleinförderung mit indirekter Spülung kann man folgende Verfahren unterscheiden:

- Druckluftzufuhr über den Ringraum zwischen Bohrlochwand und Bohrgestänge mit Abdichtung des Bohrlochs mittels Ringraumpreventer und Abförderung des Bohrkleins durch Bohrgestänge
- Druckluftzufuhr über separates Rohr oder durch Ringraum eines doppelwandigen Bohrgestänges mit Abförderung des Bohrkleins im Zentrum des Bohrgestänges (mit Zellenradschleuse am Bohrkopf zum Einschleusen des Bohrkleins in den Luftstrom)
- Abförderung des Bohrkleins durch Absaugen über Rohr

Von den vorstehenden Verfahren kann das erste von vornherein ausgeschlossen werden, da ein Ringraumpreventer im Hinblick auf den Bohrlochdurchmesser (Kräfte bei $p = 5$ bar und $D = 1,5$ m: 900 kN) und gleichzeitig begrenzten Platzverhältnissen im Bohrlochkeller kaum zu realisieren ist. Zudem besteht die Notwendigkeit, zuvor ein größeres Bohrloch zur Aufnahme eines Standrohres zur Montage des Preventers herzustellen.

Die anderen Förderprinzipien sind denkbar und wurden für ähnliche Anwendungsfälle bereits umgesetzt. Dies sind die für die Herstellung mehrerer 100 m tiefer Bohrlöcher in einer Salzformation entwickelten Turmag-Bohranlagen mit Schleusenbohrkopf (SBK), die Schachtbohrmaschine Robbins Typ SBM 1.8 und das reverse Raise-boring für die Herstellung von ca. 8 bis 9 m tiefen Bohrlöchern in einer Granitformation.

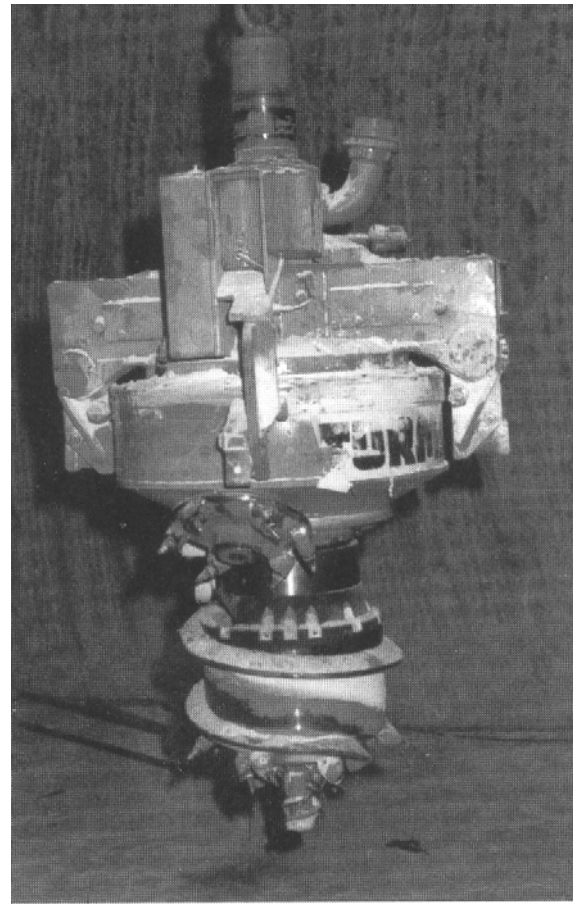
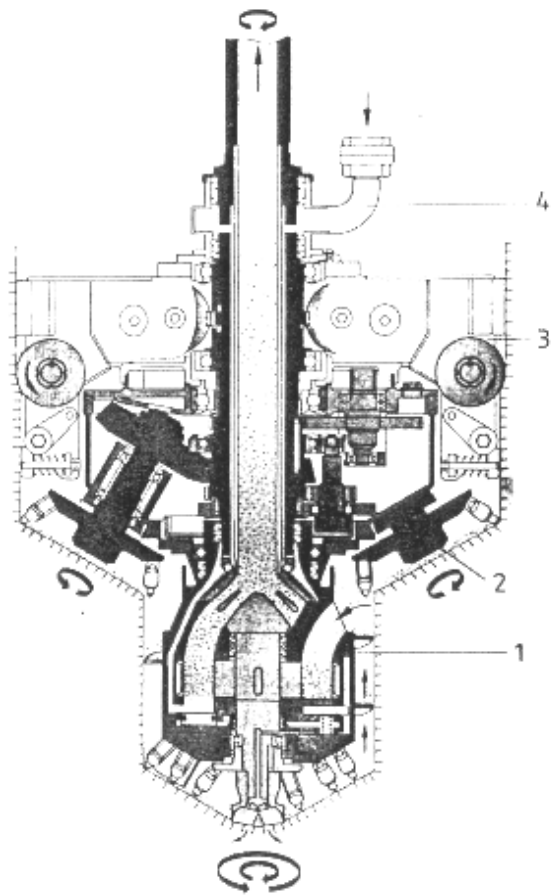
Bohranlage mit Schleusenbohrkopf (SBK) [Kolditz 1988 und 1993]

Die Bohranlage mit SBK wurde für die Herstellung von mehreren hundert Metern tiefen Einlagerungsbohrlöchern in einer Salzformation gemeinsam vom Institut für Tieflagerung der Gesellschaft für Strahlen- und Umweltforschung mbH (heute: Forschungszentrum für Umwelt und Gesundheit GmbH) und der Fa. Turmag entwickelt und auf dem Forschungsbergwerk Asse erprobt.

Bei der Bohranlage handelt es sich um ein gestängegeführtes Trockenbohrverfahren, bei dem der Antrieb über den Bohrstrang auf den Bohrkopf übertragen wird. Das Bohrklein wird über einen Wendelgang in eine Zellenradschleuse gefördert und dann mittels Druckluft durch das Bohrgestänge aus dem Bohrloch ausgetragen. Den Schleusenbohrkopf gab es in 2 Durchmesservarianten. Mit dem zuerst entwickelten SBK 1000 sollten bis zu 300 m tiefe Bohrlöcher mit einem Durchmesser von 1000 mm und mit dem nachfolgenden SBK 600 bis zu 600 m tiefe Bohrlöcher mit einem Durchmesser von 600 mm hergestellt werden.

Beide Bohrköpfe sind vom Aufbau weitgehend identisch und bestehen im Wesentlichen aus dem Pilotbohrkopf mit Außenwendel mit einem Durchmesser von 500 mm, einer integrierten Zellenradschleuse, Antriebselementen in Getriebeausführung, Nutenfräser mit Führungskufen sowie einem Spülkopf mit Spülkanälen zur Blasluftführung. Beim SBK 600 wird die Erweiterung von 500 mm auf 600 mm über einen mit Rundschaffmeißeln besetzten Schrämmring vorgenommen. Beim SBK 1000 wird die Erweiterung von 500 mm auf 1000 mm hingegen über zwei mit Meißeln bestückte Planetenscheiben realisiert. Das Bohrgestänge wird über einen Kraftdrehkopf angetrieben, das wiederum eine Hauptwelle in Rotation ver-

setzt. Über die doppelwandige Hauptwelle wird ein Fräsgetriebe angetrieben, welches die Bohrköpfe in Rotation versetzt. In Abbildung 4-54 ist der SBK 1000 abgebildet.



- | | |
|----------------------------------|----------------------------|
| 1. Zellenradschleuse | 3. Fräsergetriebe |
| 2. Planeten-Erweiterungsbohrkopf | 4. Hauptwelle mit Spülkopf |

Abbildung 4-54: Planeten-Erweiterungsbohrkopf SBK 1000 [Kolditz 1988 und 1993]

Mit dem SBK 1000, der noch über keine Steuereinrichtung verfügte, sollte auf dem Forschungsbergwerk Asse eine Tiefbohrung von 300 m niedergebracht werden. Die Bohrung wurde aufgrund starker Bohrlochabweichungen von ca. 10 m von der Lotrechten bei 212 m abgebrochen.

Der im Anschluss entwickelte Bohrkopf SBK 600 für Bohrlöcher von 600 mm wurde basierend auf den Erfahrungen mit dem SBK 1000 von vornherein mit einer Steuereinrichtung ausgestattet. Nach verschiedenen Verbesserungen wurde mit diesem ein Bohrloch von 347 m bei nur 5 cm Abweichung in 33 Schichten hergestellt. Davon entfielen auf das eigentliche Bohren einschließlich Gestängeeinbau nur knapp 15 Schichten – Abbildung 4-55.

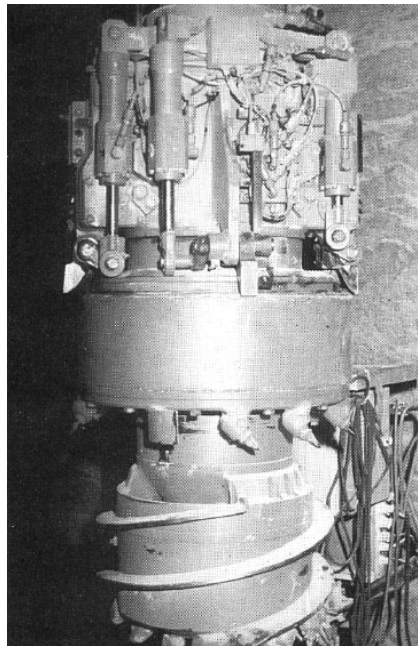


Abbildung 4-55: SBK 600 [Kolditz 1993]

Trotz einiger notwendiger Veränderungen an Bohranlage und Schleusenbohrkopf zeigten die Erfahrungen, dass eine Bohrkleinabförderung durch Einschleusung des Bohrkleins in einen Luftstrom bei gleichzeitig hohen Bohrfortschritten problemlos funktionierte. Ferner wurde für den SBK 600 noch ein Direktantrieb entwickelt, der zur Aufweitung des nach zwei Jahren stark konvergierten, 347 m tiefen Bohrlochs eingesetzt wurde.

Nach Einschätzung [IfB 2008b]. ist das Bohrverfahren mit Schleusenbohrkopf im Tonstein grundsätzlich einsetzbar. Hinsichtlich des erforderlichen Durchmessers von ca. 1,5 m ist jedoch eine konstruktive Anpassung erforderlich, die als machbar angesehen wird. Die Bohranlagen existieren nicht mehr, jedoch sind die Baupläne bei der Firma Hazemag&EPR GmbH in Dülmen hinterlegt.

Robbins SBM 1.8 mit Vakuumabsaugung

Die Schachtbohrmaschine der Firma Robbins Typ SBM 1.8 ist für die Herstellung von etwa 8,5 m tiefen Einlagerungsbohrlöchern in einer Granitformation mit einem Durchmesser von 1,75 m vorgesehen und wurde im schwedischen Untertagelabor Äspö bereits eingesetzt. Bei der Maschine handelt es sich um eine umgebaute Tunnelvortriebsmaschine, bei der die Bohrkleinabförderung pneumatisch durch Absaugung erfolgt – Abbildung 4-56.



Abbildung 4-56: Bohrmaschine der Firma Robbins Typ SBM 1.8 [SKB 2002]

Die Bohrmaschine befindet sich auf einem gummiereiften Sattelaufleger von ca. 11 m Länge, 2,5 m Breite und 3,2 m Höhe, der auch die Antriebsaggregate aufnimmt. Zu der Bohranlage gehören ferner ein externes Vakuumpumpensystem mit vorgeschaltetem Bohrkleinsammelbehälter für die Grobkornabscheidung – Abbildung 4-57 und Abbildung 4-58.



Abbildung 4-57: Einsetzen der Robbins SBM 1.8 in den Trailer [SKB 2002]

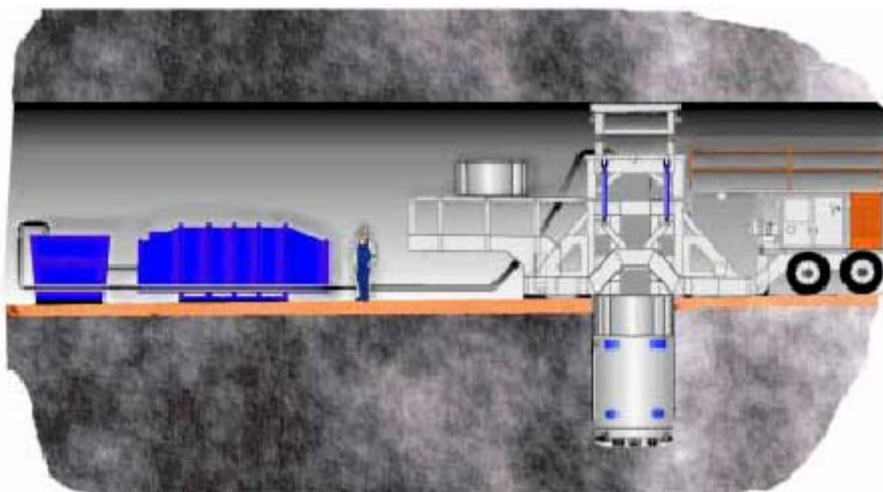


Abbildung 4-58: Schematische Darstellung der Bohranlage untertage [SKB 2002]

Zum Bohren wird der Sattelaufleger über dem Bohrlochansatzpunkt positioniert und gegen die Streckenfirste verspannt. Die Bohrmaschine wird hydraulisch betrieben. Dazu sind in der Bohrmaschine vier Hydraulikmotoren für den Antrieb des Bohrkopfes vorhanden.

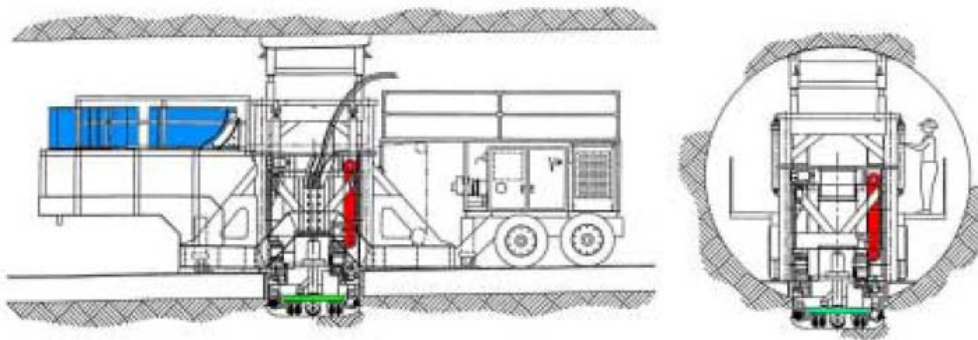
Die zum Schneiden erforderlichen Andruckkräfte werden durch insgesamt vier in der Maschine integrierte Hydraulikzylinder erzeugt. Zur Steuerung und Einleitung von Reaktionskräften in das Gebirge besitzt sie im unteren und oberen Teil jeweils vier Stabilisatoren. Die Absaugung des Bohrkleins erfolgt mit Hilfe einer dieselmotorisch betriebenen Vakuumpumpe (Disab LN 200, 235 kW) mit einem maximalen Luftdurchsatz von bis zu 8600 m³/h bei 20 kPa. Zur Grobabscheidung ist der Vakuumeinheit ein Container vorgeschaltet.

Zur Ermöglichung der hohen erforderlichen Andruckkräfte in der Granitformation stützt sich die Bohrmaschine indirekt über eine Säule aus Casings und den Sattelaufleger an der Streckenfirste ab. Der Ablauf der Herstellung einer Bohrung ist in Abbildung 4-59 dargestellt. Zunächst wird der Sattelaufleger mit Hilfe einer Abspanneinrichtung gegen die Streckenfirste verspannt – Abbildung 4-59a. Anschließend wird der erste Casing über der Bohrmaschine positioniert und sowohl mit diesem als auch mit dem Rahmen des Sattelauflegers verbunden – Abbildung 4-59b. Der Andruck bzw. Vorschub des Bohrkopfes wird über die vier Hydraulikzylinder innerhalb der Bohrmaschine erzeugt. Nach dem Abbohren einer Casinghöhe (800 mm) sind die Hydraulikzylinder ausgefahren – Abbildung 4-59c. Der erste Casing wird dann vom Rahmen gelöst und die Hydraulikzylinder eingefahren, um das Nachsetzen des nächsten Casings zu ermöglichen – Abbildung 4-59d. Dieser Vorgang wiederholt sich bis die endgültige Bohrlochtiefe von ca. 8,5 m erreicht ist.

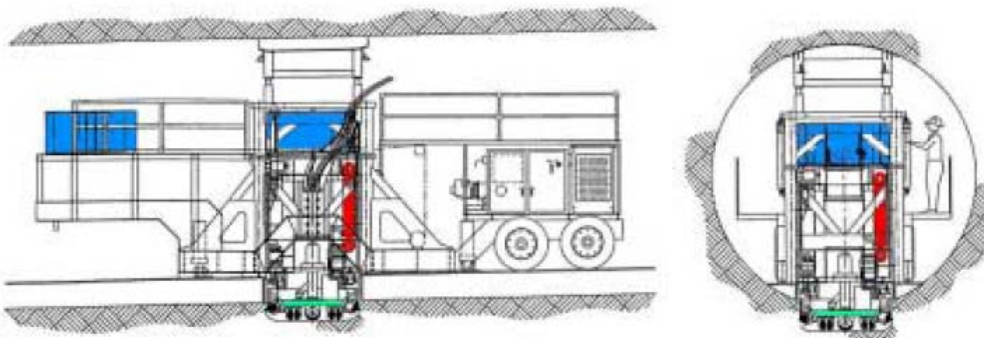
Der Ausbau erfolgt in umgekehrter Reihenfolge durch sukzessives Ziehen der Casingsäule mit der Bohrmaschine vom Trailer aus, Abfangen der Casingsäule und Demontage des jeweils oberen Casings.

Die Casings besitzen am Umfang eine Einbuchtung, die es ermöglicht, Hydraulikleitungen und Saugleitung im Ringraum zwischen Bohrlochwand und Casings zu führen. Dadurch müssen die Leitungen für das Nachsetzen einzelner Casings nicht getrennt werden. Nur der untere Casing ist konstruktiv so gestaltet, dass die Leitungen von innen nach außen in den Ringraum geführt werden können. Um die Leitungen bei der Montage dieses Casings ebenfalls nicht trennen zu müssen, ist dieser zweiteilig. Die durchschnittlichen Nettobohrzeiten betragen 0,4 m/h.

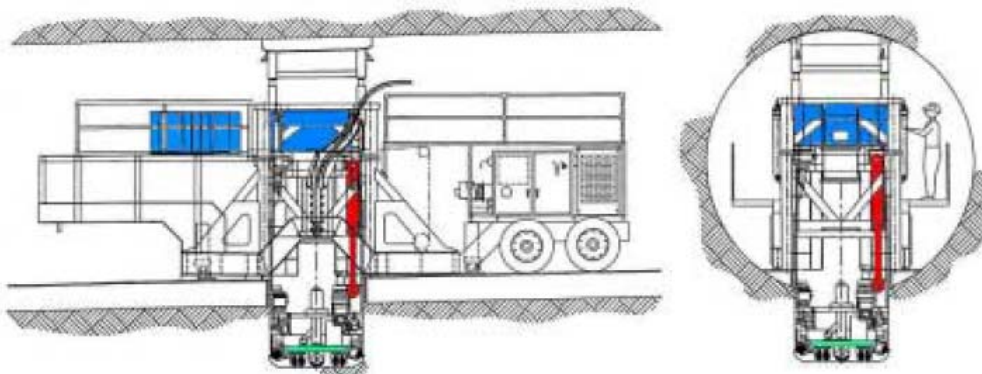
a



b



c



d

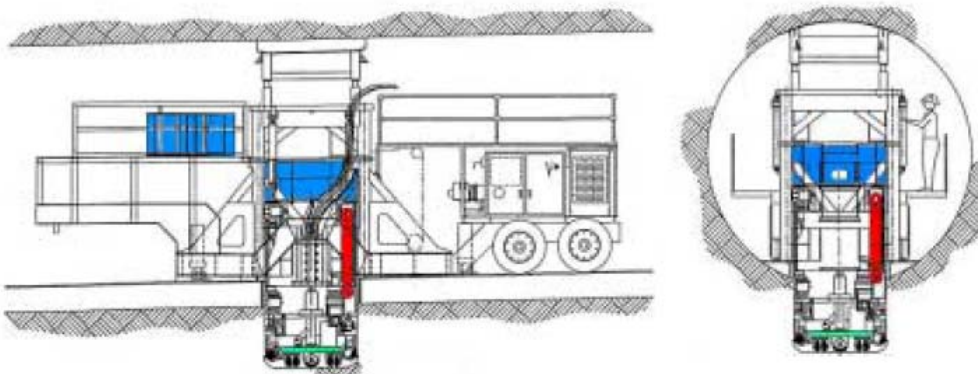


Abbildung 4-59: Ablauf des Bohrvorgangs [SKB 2002]

Reverse Raise-boring

Das reverse Raise-boring ist ein gestängegeführtes Bohrverfahren, bei dem im Gegensatz zum reinen Raisebohrverfahren der Erweiterungsbohrkopf nicht über das Bohrgestänge in einem vorher hergestellten Vorbohrloch gezogen, sondern gedrückt wird. Dies Verfahren wurde gemeinsam von Schweden und Finnland bereits in den 90er Jahren in Olkiluoto (Finnland) zur Herstellung von drei Testbohrlöchern mit einem Durchmesser von 1,5 m und einer Tiefe von 7,5 m erprobt. Die Bohrkleinabförderung erfolgt ebenfalls mit Hilfe einer Vakuumabsaugeinrichtung durch das Bohrgestänge hindurch – Abbildung 4-60.

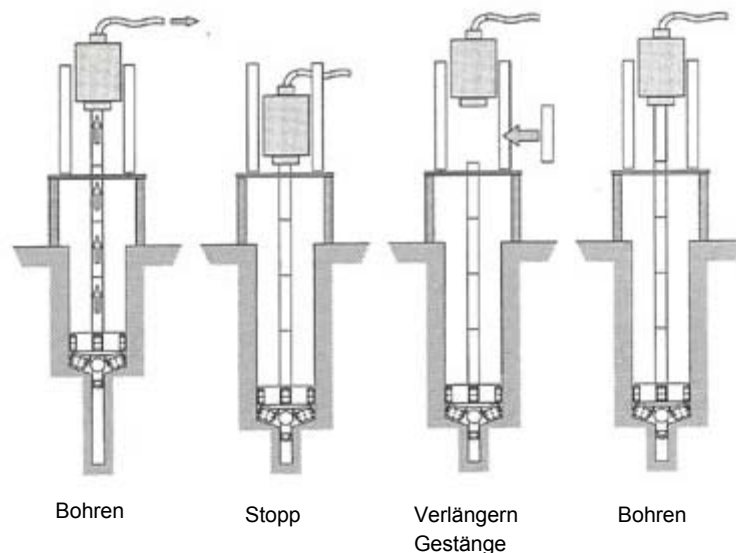


Abbildung 4-60: Schematische Darstellung Reverse Raise-boring [SKB 2004]

Die Führung des Raisebohrkopfes erfolgt über eine integrierte Pilotbohrkrone in einem zuvor hergestellten Vorbohrloch. Abbildung 4-61 zeigt den Raisebohrkopf mit Pilotbohrkrone.



Abbildung 4-61: Raisebohrkopf [SKB 2004]

Die durchschnittlich erreichte Nettobohrgeschwindigkeit betrug 0,9 m/h. Nach [SKB 2007] stellt das reverse Raiseboring das derzeitige Referenzbohrverfahren dar und soll weiter entwickelt werden.

4.2.2.2.1.3 Bohrverfahren mit hydraulischer Bohrkleinabförderung

Hydraulische Bohrverfahren für eine Herstellung von Einlagerungsbohrungen sind denkbar, aber im Hinblick auf die großen Bohrlochvolumina von fast 90 m³ ist die große Menge an Bohrspülung, die untertage bei den begrenzten Platzverhältnissen gehandhabt und aufbereitet werden muss, nicht praktikabel. Hinzu kommt ggf. störende Restfeuchte im Bohrloch. Darüber hinaus erfordern hydraulische Bohrverfahren die vorherige Herstellung eines Startbohrlochs zur Aufnahme der Bohrspülung. Auf die Bohrverfahren mit hydraulischer Bohrkleinabförderung soll hier daher nur am Rande eingegangen werden.

Bei den hydraulischen Verfahren kann der Bohrkleinaustrag ebenfalls entweder direkt über den Ringraum oder indirekt durch das Bohrgestänge erfolgen. Für den vorliegenden Anwendungsfall kommen aufgrund des großen Bohrlochdurchmessers ausschließlich Bohrverfahren mit indirekter Spülung in Frage.

Bei der hydraulischen Bohrkleinabförderung mit indirekter Spülung gibt es folgende gängigen Verfahren:

- Einpumpen der Spülung in den Ringraum (Abdichtung des Bohrlochs mit Ringraumpreventer) mit Abförderung des Bohrkleins durch Bohrgestänge (Counterflush-Bohrverfahren)
- Abförderung des Bohrkleins durch Abpumpen über Bohrgestänge (Saugbohrverfahren). Der zum Fördern erforderliche Unterdruck wird durch eine Kreispumpe erzeugt. Zum Anfahren ist eine Vakuumpumpe erforderlich. Eine Variante ist das Strahlsaugbohrverfahren. Bei dieser wird statt der Kreispumpe eine Wasserstrahlpumpe für den Spülungsantrieb eingesetzt.
- Abförderung des Bohrkleins durch Einblasen von Druckluft in das Bohrgestänge und Erzeugung einer Drei-Phasenförderung Wasser-Luft-Bohrklein (Lufthebeverfahren)

Das Counterflush-Verfahren erfordert analog zur pneumatischen Variante eine aufwändige Abdichtung des Bohrlochs mit Hilfe eines Ringraumpreventers und ein größeres Bohrloch zur Aufnahme eines Standrohres zur Montage des Preventers. Für den vorliegenden Anwendungsfall ist das Verfahren nicht geeignet.

Das Saugbohrverfahren besitzt diese Nachteile nicht und kommt grundsätzlich in Frage - Abbildung 4-62.

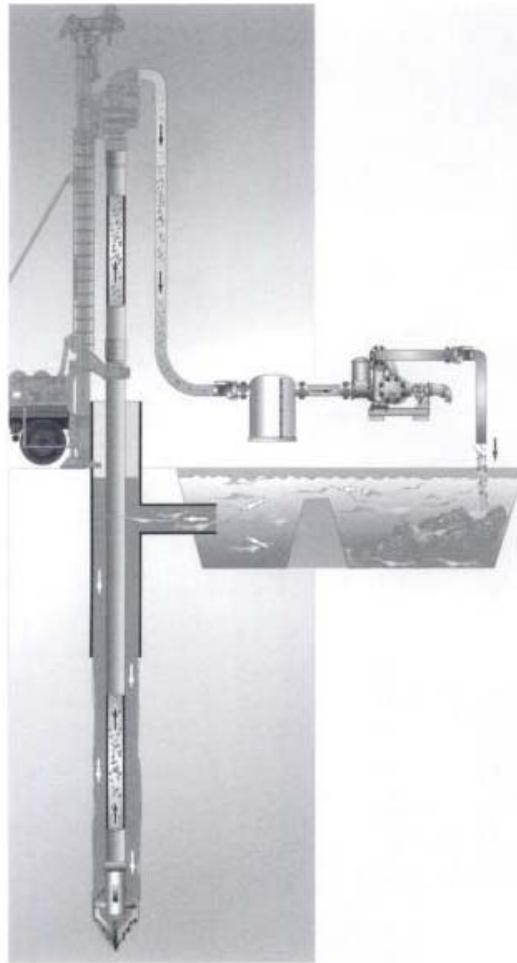


Abbildung 4-62: Schematische Darstellung des Saugbohrverfahrens [Smoltczyk 2001]

Bei diesem Bohrverfahren wird die feststoffbeladene Spülung mit Hilfe einer Pumpe aus dem Bohrlochtiefsten durch das Bohrgestänge abgesaugt und einem Absetzbecken oder -behälter zugeleitet. Die geklärte Spülung wird drucklos dem offenen Ringraum zugeführt. Angewandt wird dieses Verfahren im übertägigen Bereich z. B. im Rahmen von Baupfahlgründungen. Mit diesem Verfahren sind Bohrlochtiefen in der Größenordnung von bis zu 80 m bei einem Durchmesser von 1,5 m möglich [Raithel et al. 2006].

Das Lufthebeverfahren erfordert eine Mindesteintauchtiefe der Einblasdüse und ist daher als alleiniges Verfahren nicht einsetzbar. Die Eintauchtiefe der Einblasdüse muss größer sein als die Förderhöhe, um intermittierende Förderung zu vermeiden und sie darf unter Berücksichtigung der Rohrreibungsverluste nicht größer sein als der vom Kompressor erzeugte Luftdruck (hydrostatischer Spülungsdruck verhindert Luftaustritt). Eine kontinuierliche Förderung wird bei einem Verhältnis Eintauchtiefe der Einblasdüse zu Förderhöhe von 2 zu 1 erreicht [Wirth 2004]. Die ersten 6 m bis 10 m werden meist im Saugbohrverfahren hergestellt.

Bei den Bohrverfahren mit hydraulischer Bohrkleinabförderung kommt der Bohrspülungszusammensetzung erhebliche Bedeutung zu. Die Hauptfunktion der Bohrspülung besteht im

Wesentlichen in der Bohrkleinabförderung und in der Gewährleistung der Bohrlochstabilität. Dabei ist die Spülungszusammensetzung so zu wählen, dass ein Eindringen von Spülung in die Formation und umgekehrt ein Zutritt von Fluiden aus der Formation in das Bohrloch vermieden wird.

Bei den Unterkreidetonen am Referenzstandort Nord 1 sind ein Abwandern von Bohrspülung in die Formation oder Zutritte von Formationswässern in das Bohrloch nicht zu erwarten. Insofern ist nur die Quellneigung von Tonstein zu berücksichtigen, die bei Verwendung von wasserbasierten Spülungen ohne geeignete Additive zu unerwünschtem Nachbruch, Auskesselungen und Bohrlochverengungen führen kann. Zur wirksamen Unterdrückung des Quellens bzw. der Hydratation von Tonen und damit zur Gewährleistung der Kaliberrhaltigkeit der Bohrungen bei Verwendung wasserbasierter Spülungen gibt es jüngere Entwicklungen auf dem Markt, die zur Toninhibierung synthetische Polymere vorsehen (z. B. Polyacrylamid) [Wirth 2004]. Mit diesen nur aus Wasser und Polymeren bestehenden Spülungen lässt sich eine Toninhibierung wie bei ölbasierten Spülungen erreichen, deren Verwendung sich untertage jedoch verbietet (Kontamination des Wirtsgesteins, Brandlast, Entsorgung). Ein für die Anwendung im Tonstein geeignetes Produkt von der Firma Baroid Fluid Services der Halliburton Gruppe stellt nach [IfB 2008b] das HYDRO-GUARD® System dar, das den aktuellen Stand der Technik widerspiegelt. Entwickelt wurde es auch für den Einsatz in Geothermiebohrungen und erfüllt somit die Anforderungen bezüglich der Umweltverträglichkeit. Es ist darüber hinaus speziell auf die Inhibierung von Tonen ausgerichtet und besitzt sehr gute Fähigkeiten im Bereich der Bohrlochstabilität.

4.2.2.2.1.4 Zusammenfassende Bewertung der Übertragbarkeit der Bohrverfahren auf die Herstellung von Großbohrlöchern im Tonstein und Ausblick

Geeignete Bohrverfahren für diesen Anwendungsfall stehen prinzipiell zur Verfügung. Dies sind bei den Trockenbohrverfahren das gestängegeführte Bohrverfahren mit Schleusenbohrkopf und das gestängelose Bohrverfahren mit einer angepassten Tunnelvortriebsmaschine (Robbins SBM 1.8) sowie das reverse Raise-boring mit Absaugung des Bohrkleins. Bei den Verfahren mit hydraulischer Spülung kommt in erster Linie das Saugbohrverfahren in Frage, ggf. ergänzt durch Lufthebeverfahren nach Erreichen größerer Teufen. Geeignete Bohrspülungen für das Durchteufen von Tonformationen stehen nach zur Verfügung. Sämtliche Verfahren bzw. Anlagen sind jedoch konstruktiv an die vorhandene Bohrlochgeometrie anzupassen.

Beim Vergleich der Art der Bohrkleinabförderung ist pneumatischen Verfahren der Vorzug zu geben, da bei der hydraulischen Bohrkleinförderung vor dem Hintergrund des großen Bohrlochvolumens von fast 90 m³ die große Menge an Bohrspülung sehr nachteilig ist, die untertage bei den begrenzten Platzverhältnissen gehandhabt werden muss. Hinzu kommt ggf. störende Restfeuchte im Bohrloch. Ein zusätzlicher Vorteil der pneumatischen Verfahren mit SBK oder Vakuumabsaugung ist, dass das Anbohren ohne vorherige Herstellung eines Startbohrlochs zur Aufnahme der Bohrspülung möglich ist. Insofern werden Bohrverfahren mit hydraulischer Bohrkleinabförderung für die Herstellung von Einlagerungsbohrlöchern im Tonstein als wenig geeignet eingestuft.

Zum Aufbau der Bentonitsäule sind die Bohrlöcher mit einem Außenliner auszubauen, um die einzelnen Bentonitringe ohne störende Haufwerkszwischenlagen aufeinander setzen zu können. Sofern die Gebirgsverhältnisse dies zulassen, kann dies im Anschluss an die Fertigstellung einer Bohrung erfolgen. Es kann derzeit nicht jedoch eingeschätzt werden, ob und in welchem Umfang der Tonstein quillt und Nachfall auftritt. Insofern kann es erforderlich werden, den Außenliner bereits im Zuge der Herstellung der Bohrung einzubauen. Das Mitführen eines Außenliners ist bei sämtlichen Verfahren jedoch nicht ohne Weiteres möglich.

Dies erfordert u. a. konstruktive Änderungen an den Bohrköpfen, um diese nach Fertigstellung des Bohrlochs durch den Außenliner hindurch ziehen zu können, z. B. durch einklappbare oder einschwenkbare Kalibermeißel.

Bei gestängegeführten Bohrverfahren mit oben liegendem Bohrantrieb sind Zentriereinrichtungen innerhalb des Bohrlochs erforderlich, die ein Ausknicken des Bohrstrangs vermeiden und für die erforderliche Richtungsstabilität sorgen. Im Falle des SBK haben die Zentriervorrichtungen zusätzlich die Aufgabe, den Druckluftschlauch und die Leitungen für die Steuereinrichtung zu führen, d. h. sie dürfen nicht rotieren. Realisiert wurde das beim SBK durch eine vom Bohrkopf mit Nutenfräsern hergestellte Nutenführung, in die die Zentriereinrichtungen eingriffen. Im Verlauf der Weiterentwicklung des SBK 600 wurde das normale durch ein doppelwandiges Bohrgestänge ersetzt, in dem die Druckluft im Ringraum nach unten geführt wurde, so dass der exzentrisch geführte Druckluftschlauch entfallen konnte. Jedoch blieben die Leitungen zur Steuereinheit, die nach wie vor von den Zentriereinrichtungen geführt werden. Im Hinblick auf ein Mitführen eines Außenliners ergeben sich insofern drei Lösungsansätze:

- Ausstatten des Außenliners mit einer Führung für die Zentriereinrichtungen, um Restmomente aufzufangen und eine Rotation der Zentriervorrichtungen zu vermeiden.
- Verzicht auf eine Steuereinrichtung am Bohrkopf und damit Wegfall der Steuerleitungen. Der Bohrkopf müsste dann über eine Pilotbohrkrone in dem vorher zielgenau hergestellten Erkundungsbohrloch geführt werden.
- Verlagerung des Bohrantriebs nach unten, so dass das Bohrgestänge und damit auch die Zentriereinrichtungen still stehen.

Unabhängig davon ist für das Nachsetzen des Außenliners ein separates Hebezeug erforderlich.

Im Falle der Robbins SBM 1.8 ist es auch denkbar, anstelle der vorhandenen Casings den endgültigen Außenliner mitzuführen, der dann im Bohrloch verbleibt. Das Ziehen der Bohrmaschine durch den Außenliner hindurch erfordert dann jedoch ein zusätzliches Hebezeug (z. B. mit Stahlseil), da dies dann nicht mehr mit den Casings erfolgen kann. Die einzelnen Segmente des Außenliners müssten ferner zweiteilig sein, damit sie oben am Bohrlochkopf ohne Trennung der Leitungen nachgesetzt werden können. Um die Steuerung der Bohrmaschine und Einleitung von Reaktionskräften in das Gebirge zu gewährleisten, müsste das erste Außenlinersegment oberhalb der oberen Stabilisatoren angreifen. Nach Fertigstellung

der Bohrung ist diese Verbindung zu Lösen, so dass die Maschine nach Einschwenken der Kalibermeißel durch den Außenliner hindurch nach oben gezogen werden kann. Der dazu oben am Bohrlochkopf zunächst festgesetzte und frei im Bohrloch hängende Außenliner wird anschließend bis zur Endteufe verlängert. Die Effektivität einer Vakuumabsauganlage für das Bohrklein auch bei 50 m tiefen Bohrlöchern ist zu prüfen. Die maximale Bohrlochtiefe und damit die Saughöhe wird durch die realisierbare Strömungsgeschwindigkeit der Luft in der Steigleitung bestimmt. Sie muss größer sein als die Schwebegeschwindigkeit der Bohrkleinteilchen, damit diese im Luftstrom nach oben ausgetragen werden können. Im Hinblick auf die mit zunehmender Leitungslänge steigenden Strömungswiderstände bei gleichzeitig nicht steigerbarem Unterdruck (< 1 bar), wird die Strömungsgeschwindigkeit bei sonst gleichen Randbedingungen absinken und ab einer gewissen Teufe die Schwebegeschwindigkeit der Bohrkleinteilchen erreichen bzw. unterschreiten, so dass eine Förderung dann nicht mehr möglich ist. Ggf. könnten zur Erhöhung der Strömungsgeschwindigkeiten zusätzliche Luftinjektoren vorgesehen werden, die unten in die Steigleitung Luft einblasen.

Die Anwendung des reverse Raise-boring erfordert ein vorher hergestelltes Zielbohrloch, in das die Pilotbohrkrone des Bohrkopfes eingreift. Hinsichtlich der Anwendbarkeit der Vakuumabsaugung auch bei 50 m tiefen Bohrlöchern gilt das oben gesagte. Ein zusätzliche Luftinjektion in das Bohrgestänge ließe sich über ein doppelwandiges Bohrgestänge erreichen, bei der die Druckluft im Ringraum des Bohrgestänges nach unten geführt wird.

Das Mitführen eines Außenliners über ein separates Hebezeug wird als machbar angesehen. Der Bohrkopf muss dazu über einschwenkbare Kalibermeißel verfügen.

Für einen Transport der Bohranlagen käme in Analogie zu dem schwedischen Konzept ein gleisgebundener Trailer in Frage.

4.2.2.3 Herstellung der Bohrlochkeller

Für die Herstellung der Erkundungs- und Erweiterungsbohrungen sowie für die Einlagerung der BSK 3 sind in der Streckensohle Bohrlochkeller anzulegen. Die Abmessungen der Bohrlochkeller werden durch den erforderlichen Freiraum, der zum Schwenken der in horizontaler Position angelieferten Transferbehälter in die Vertikale erforderlich ist. In Abbildung 4-63 ist schematisch die Lage eines Bohrlochkellers in einer Einlagerungsstrecke mit den ungefähren Abmessungen dargestellt. Die streckenaxiale Länge beträgt ca. 7 m.

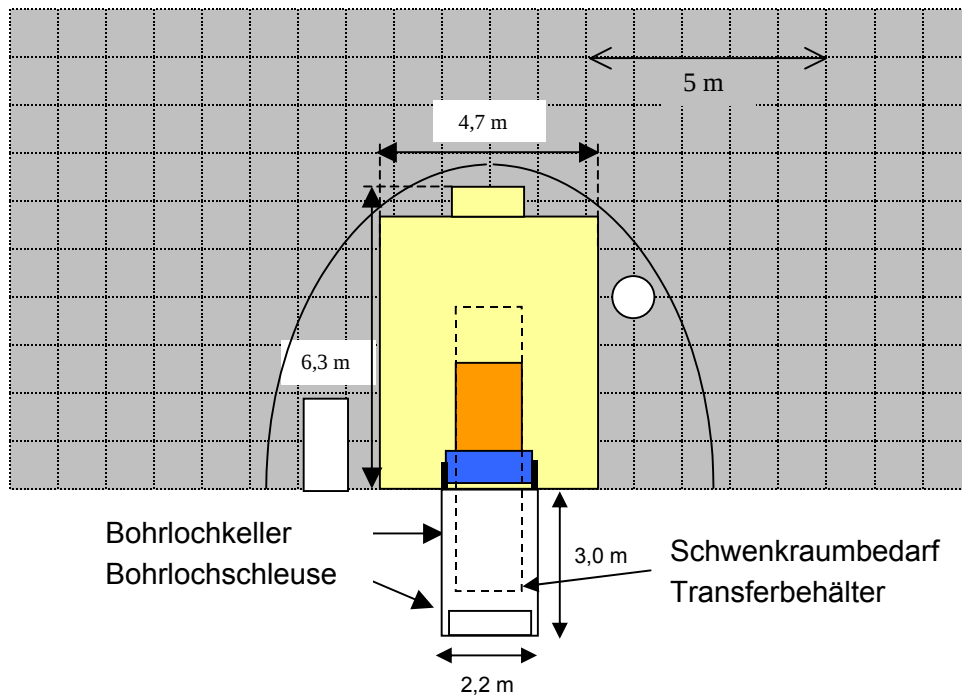


Abbildung 4-63: Schematische Darstellung von Bohrlochkeller in Einlagerungsstrecke

Die Herstellung der Bohrlochkeller kann maschinell unter Verwendung einer Kettensäge erfolgen. Im Gegensatz zum Bohr- und Sprengverfahren oder anderen maschinellen Verfahren (Baggeranbaufräse, Schlagkopfmaschine) ist dadurch eine profilgenaue Herstellung des Bohrlochkellers möglich. Darüber hinaus werden durch das gebirgsschonende Lösen des Gesteins Auflockerungen und/oder Abböschungen der Randzonen vermieden.

Kettensägen werden seit Jahrzehnten im Bergbau über und unter Tage in der Gewinnung eingesetzt. Beispielhaft ist in Abbildung 4-64 die Schrämmaschine 450.2 VH der Firma Korfmann bei der Herstellung eines Vertikalschrams dargestellt.



Abbildung 4-64: Schrämmaschine 450.2 VH der Fa. Korfmann

Diese Schrämmaschine besteht im Wesentlichen aus dem Schrämgestell mit 2 Abstütz- und Verspannsäulen und dem dazwischen liegendem Führungsrahmen, der das Schrämgetriebe mit dem Schrärmarm und der Schrämkette aufnimmt. Die Säulen werden entweder zwischen Sohle und Firste verspannt oder bei zu hoher Firste über Ketten und Anker an der Streckensohle abgespannt.

Anders als in Abbildung 4-64 dargestellt, ist auch die Herstellung eines Schrams parallel zum Führungsrahmen möglich, wobei das Schrämgetriebe mit dem Schrärmarm auf dem Führungsrahmen entlang fährt.

Kettenschrämmaschinen dieser Bauart lassen aufgrund der vorhandenen Freiheitsgrade (Anheben und Absenken sowie Schwenken des Führungsrahmens gegenüber den Abstütz- und Verspannsäulen, Verfahren des Schrämgetriebes auf dem Führungsrahmen, Schwenken des Schrärmarms gegenüber Schrämgetriebe) nahezu beliebige Schnittlagen zu, auch die Herstellung von Vertikalschnitten in der Streckensohle.

Die Schrämtiefen sind variabel und richten sich nach dem Aufstellpunkt der Maschine zum Stoß und der Lage des Schnittes zum Schrämgestell. Als Richtwerte werden für eine gleichartigen Korfmann Schrämmaschine des Typs HSTK 60 NS für einen Horizontalschram ca. 3,25 m und für einen Vertikalschram ca. 2,8 m angegeben.

Für diese Schrämmaschine liegen Erfahrungen aus dem Einsatz für eine vergleichbare Aufgabe vor. Im Erkundungsbergwerk Gorleben wurde die Maschine für die Herstellung einer Grube mit den Abmessungen 4,2 m Länge und 2,6 m Breite eingesetzt. Die Schnitttiefe betrug 2,9 m – Abbildung 4-65.



Abbildung 4-65: Schrämmaschine HSTK 60 NS der Fa. Korfmann

Der Kern der Grube wurde durch 3 Längsschnitte und 7 quer dazu liegende Schnitte in 12 Blöcke unterteilt. Nachfolgend wurden die einzelnen Blöcke unter Verwendung von Sprengschnur auf der Bohrkellersohle vom Gebirgsverband getrennt und mit Hilfe eines mobilen Hebezeugs in einem Stück aus der Grube herausgehoben. Dazu wurden in die einzelnen Blöcke Anker gesetzt und über eine Anschlagkette mit dem Hebezeug verbunden. Die Bohrkellersohle wurde zum Schluss noch durch Spitzarbeit begradigt.

Die Bohrlochkeller für den vorliegenden Anwendungsfall sind auszubauen. Dafür kommt Schalungs- oder Spritzbeton in Frage. Für die Aufnahme der Bohrlochschleuse ist der Einbau einer Sohlplatte aus Beton erforderlich. Diese kann mehrfach unterteilt sein, so dass eine spätere Herausnahme nach Befüllung und Verschluss des Bohrlochs möglich ist.

4.2.3 Vergleich der Vorzugsvarianten für die Strecken- und Bohrlochlagerung

Basierend auf vorstehenden Ausführungen sowie weiterer Aspekte wird nachfolgend ein Vergleich der beiden Vorzugsvarianten vorgenommen. Dabei werden folgende Vergleichskriterien als wesentlich eingestuft:

- Flächenbedarf Endlager
- Ausbruchvolumina
- Streckenlängen
- Leistungsfähigkeit
- Nahfeldbarriere und Versatz

- Betriebssicherheit bzw. Störanfälligkeit
- Strahlenbelastung bei Störungsbeseitigung

4.2.3.1 Vergleich Flächenbedarf Endlager

Der Flächenbedarf eines Endlagers hat grundsätzlich Einfluss auf das Genehmigungsverfahren im Hinblick auf den Umfang einer möglicher Drittbetroffenheit und bestimmt den Bedarf an ungestörter flächenmäßiger Erstreckung des Wirtsgesteins. Insofern wäre ein geringer Flächenbedarf mit Vorteilen verbunden.

Für den Flächenbedarf für die Einlagerungsfelder ergeben sich folgende variantenspezifischen Werte:

- Streckenlagerung: 6,9 km²
- Bohrlochlagerung: 3,8 km²

Unter Einbeziehung der Infrastrukturstrecken bis zu den Schächten erhöhen sich die Werte auf:

- Streckenlagerung: 8,0 km²
- Bohrlochlagerung: 4,9 km²

Zusammenfassende Bewertung:

Der Flächenbedarf ist unter Einbeziehung der Infrastrukturstrecken bis zu den Schächten bei der Bohrlochlagerung etwa 40 % geringer als bei der Streckenlagerung. Vorbehaltlich des erst nach Standortauswahl feststellbaren Ausmaßes einer Drittbetroffenheit und der Ergebnisse der Standorterkundung ergeben sich in dieser Hinsicht zunächst Vorteile für die Bohrlochlagerung.

4.2.3.2 Vergleich der Ausbruchvolumina

Basierend auf den Streckenlängen und Querschnitten lassen sich die Ausbruchvolumina für die insgesamt 6818 Gebinde mit ausgedienten Brennelementen für die Strecken- und Bohrlochlagerung ermitteln. Bei den Infrastrukturstrecken sind nur die variantenspezifischen Anteile innerhalb der Einlagerungsfelder bzw. -abteilungen (ohne die Streckenanbindungen zu den Schächten) berücksichtigt.

Ausbruchvolumen für Streckenlagerung

Die Ausbruchvolumina für die Streckenlagerung von POLLUX-3BE sind in Tabelle 4-5 dargestellt.

Tabelle 4-5: Zusammenstellung Auffahrlängen und Ausbruchvolumina für die Streckenlagerung von POLLUX-3BE

	lichter Querschnitt	Ausbruch- querschnitt	Länge	Ausbruch- volumen
	m ²	m ²	m	m ³
Richtstrecken Haufwerkstransport	30	37,4	11.700	437.873
Richtstrecken Gebindettransport	40	50,3	8.800	442.376
Abwetterstrecken	15	19,0	17.600	334.752
Querschläge	40	50,3	20.200	1.015.454
Einlagerungsstrecken (Einfahrtbogen, Umschlag)	30	33,4	10.025	334.584
Einlagerungsstrecken (Einlagerung)	14	15,5	144.360	2.233.682
Summe Ausbruchvolumen				4.798.721

Danach ergibt sich ein Gesamtausbruchvolumen von ca. 4,8 Mio m³, von dem etwa 47 % auf die Infrastrukturstrecken und 53 % auf die Einlagerungsstrecken entfallen.

Das gebindespezifische Ausbruchvolumen ergibt sich unter Zugrundelegung des Gesamtausbruchvolumens zu 704 m³ pro POLLUX-3BE.

Ausbruchvolumen für Bohrlochlagerung

Die Ausbruchvolumina für die Bohrlochlagerung von BSK 3 sind in Tabelle 4-6 dargestellt.

Tabelle 4-6: Zusammenstellung Auffahrlängen und Ausbruchvolumina für die Bohrlochlagerung von BSK 3

	lichter Querschnitt	Ausbruch- querschnitt	Länge	Ausbruch- volumen
	m ²	m ²	m	m ³
Richtstrecken Haufwerkstransport	32	39,7	6.200	246.004
Richtstrecken Gebindettransport	52	65,0	4.100	266.467
Abwetterstrecken	15	19,0	8.300	157.866
Querschläge	52	65,0	11.300	734.410
Einlagerungsstrecken an Bohrlöchern	50	58,1	13.640	793.098
Einlagerungsstrecken zw. Bohrlöchern	42	48,5	55.060	2.670.630
Summe Ausbruchvolumen				4.868.474

Danach ergibt sich ein Gesamtausbruchvolumen von ca. 4,87 Mio m³, von dem etwa 29 % auf die Infrastrukturstrecken und 71 % auf die Einlagerungsstrecken entfallen.

Das gebindespezifische Ausbruchvolumen ergibt sich unter Zugrundelegung des Gesamtausbruchvolumens zu 714 m³ pro BSK 3.

Unter Einbeziehung der 50 m tiefen Einlagerungsbohrlöcher mit einem Durchmesser von ca. 1,5 m und der Bohrlochkeller mit einer Länge von ca. 7 m, einer Breite von ca. 2 m und einer Tiefe von ca. 3 m erhöht sich das gebindespezifische Ausbruchvolumen auf 740 m³ pro BSK 3.

Zusammenfassende Bewertung:

Im Vergleich ergeben sich hinsichtlich des gebindespezifischen Ausbruchvolumens geringfügige Vorteile für die Streckenlagerung in Höhe von ca. 5 %.

4.2.3.3 Vergleich der Streckenlängen

Bei sonst vergleichenden Randbedingungen hinsichtlich des Zuschnitts der Einlagerungsfelder ergeben sich aus dem Flächenbedarf auch die zu überwindenden Entfernungen zu den Betriebspunkten. Dabei sind geringe Entfernungen einerseits mit Vorteilen für die gesamte Logistik des Untertagebetriebes (Zeitbedarf für den Gebinde- und Versatztransport sowie für die Ver- und Entsorgung der Betriebspunkte im Allgemeinen) verbunden. Andererseits ergeben sich auch Vorteile im Hinblick auf erforderliche Streckeneinbauten. Im Wesentlichen sind dies Gurtförderanlagen für die Haufwerksförderung und die Gleise für den Gebindetransport.

Stellt man die Entfernungen zu den entlegensten Betriebspunkten zu Beginn der Betriebsphase (Gebindetransportschacht bis einschließlich äußere Einlagerungsstrecke im 1. Feld einer Außenabteilung) beider Varianten gegenüber, ergibt sich folgendes Bild:

- Streckenlagerung: ca. 4,3 km
- Bohrlochlagerung: ca. 3,8 km

Im Hinblick auf den für die Durchführung von Transporten zu treibenden Aufwand sind jedoch die mittleren Transportentfernungen, die durchschnittlich über die gesamte Betriebsphase zurückzulegen sind, einem Vergleich zugrunde zu legen. Für die Einlagerung der 6818 Gebinde ergeben sich nach Anlage 4-9 folgende mittleren Transportentfernungen (einfacher Weg):

- Streckenlagerung: ca. 2,4 km
- Bohrlochlagerung: ca. 2,5 km

Der Vergleich zeigt, dass trotz kleineren Grubenfeldes bei der Bohrlochlagerung die zurück zu legenden Entfernungen nur zu Beginn der Betriebsphase geringer sind als bei der Streckenlagerung. Im Verlauf der Betriebsphase erlangt die Streckenlagerung dagegen geringfügige Vorteile, was darauf zurück zu führen ist, dass der Gebindetransport bei der Bohrlochlagerung über den jeweils schachtabgewandten Querschlag geführt wird. Praktisch sind beide Varianten jedoch gleich einzustufen, da der Unterschied nicht ins Gewicht fällt.

Beim Vergleich der Streckenlängen im Hinblick auf Streckeneinbauten ergeben sich dagegen erhebliche Vorteile für die Bohrlochlagerung. Dabei wird bei der Haufwerksförderung zum einen der Fall betrachtet, dass Gurtförderanlagen nur in Richtstrecken und Querschlägen eingesetzt werden, da innerhalb der Einlagerungsstrecken auch Pendelfördermittel (z. B. Fahrlader) eingesetzt werden könnten. Zum anderen wird von dem Fall ausgegangen, dass Gurtförderanlagen auch in den Einlagerungsstrecken zum Einsatz kommen.

- Streckenlagerung:

- Gurtförderer:

Richtstrecken Haufwerkstransport:

$$4 \times 6 \times 0,418 \text{ km} + 2 \times (1,8 \text{ km} + 0,7 \text{ km}) = 15,0 \text{ km}$$

Querschläge

$$2 \times 7 \times 0,395 \text{ km} + 4 \times 7 \times 0,434 \text{ km} = 17,7 \text{ km}$$

Einlagerungsstrecken

$$401 \times 0,385 \text{ km} = 154,4 \text{ km}$$

Summe Länge Gurtförderanlagen ohne Einlagerungsstrecken: 32,7 km

Summe Länge Gurtförderanlagen mit Einlagerungsstrecken: 187,1 km

- Gleisbau:

Richtstrecken Gebindettransport:

$$3 \times 6 \times 0,418 \text{ km} + 2 \times 0,82 \text{ km} + 0,25 \text{ km} = 9,4 \text{ km}$$

Querschläge

$$2 \times 7 \times 0,395 \text{ km} + 4 \times 7 \times 0,434 \text{ km} = 17,7 \text{ km}$$

Einlagerungsstrecken

$$401 \times 0,385 \text{ km} = 154,4 \text{ km}$$

Summe Länge Gleisbau: 181,5 km

- Bohrlochlagerung:

- Gurtförderer:

Richtstrecken Haufwerkstransport:

$$3 \times 5 \times 0,411 \text{ km} + 2 \times (0,51 \text{ km} + 0,8 \text{ km}) + 0,58 \text{ km} = 9,4 \text{ km}$$

Querschläge

$$4 \times 6 \times 0,473 \text{ km} = 11,3 \text{ km}$$

Einlagerungsstrecken

$$171 \times 0,402 \text{ km} = 68,7 \text{ km}$$

Summe Länge Gurtförderanlagen ohne Einlagerungsstrecken: 20,7 km

Summe Länge Gurtförderanlagen mit Einlagerungsstrecken: 89,4 km

- Gleisbau:

Richtstrecken Gebindettransport:

$$2 \times 5 \times 0,411 \text{ km} + 2 \times 0,73 \text{ km} + 0,12 \text{ km} = 5,7 \text{ km}$$

Querschläge

$$4 \times 5 \times 0,473 \text{ km} = 9,5 \text{ km}$$

Einlagerungsstrecken

$$171 \times 0,402 \text{ km} = 68,7 \text{ km}$$

Summe Länge Gleisbau: 83,9 km

Demnach ergibt sich bei der Streckenlagerung für die Länge der Gurtförderanlagen ein gegenüber der Bohrlochlagerung um den Faktor 1,6 bzw. 2,1 höherer Aufwand. Beim Gleisbau beträgt der Faktor ca. 2,2.

Zusammenfassende Bewertung:

Hinsichtlich der durchschnittlich über die gesamte Betriebsphase zurück zu legenden Entfernungen unterscheiden beide Varianten kaum und sind daher gleich zu bewerten. Im Hinblick auf notwendige Streckeneinbauten (Gurtförderanlagen und Gleise) ist dagegen die Bohrlochlagerung aufgrund der insgesamt geringeren Streckenlängen im Vergleich zur Streckenlagerung deutlich günstiger einzustufen.

4.2.3.4 Vergleich der Leistungsfähigkeit

Die Leistungsfähigkeit der Varianten ergibt sich aus dem realisierbaren Einlagerungsfortschritt im Verhältnis zu dem dafür zu treibenden Aufwand.

In erster Linie wird der Einlagerungsfortschritt durch den Zeitaufwand der für die Einlagerung eines Gebindes erforderlichen Arbeitsvorgänge bestimmt.

Bei der Streckenlagerung ergibt sich der mögliche Einlagerungsfortschritt aus den Zeitaufwänden folgender hintereinander geschalteter Arbeitsvorgänge:

- Einlagern des Supercontainers auf verlorenem Einlagerungswagen
- Rauben der Gleise zwischen dem eingelagerten Supercontainer und der nächsten Einlagerungsposition
- Versetzen des Streckenabschnittes

Für diese Arbeitsvorgänge wird entsprechend Anlage 4-10 bei zweischichtiger Belegung ein Zeitaufwand von 3,5 AT eingeschätzt.

Bei der Bohrlochlagerung ergibt sich der mögliche Einlagerungsfortschritt aus den Zeitaufwänden folgender hintereinander geschalteter Arbeitsvorgänge:

- Einlagern der BSK 3
- Versetzen des Bohrlochabschnittes bis zur nächsten Absetzposition

Für diese Arbeitsvorgänge wird entsprechend Anlage 4-10 bei zweischichtiger Belegung von einem Zeitaufwand von 1 AT ausgegangen.

Im Unterschied zur Streckenlagerung, bei der das Rauben der Gleise und das abschnittsweise Versetzen der Strecke aufgrund der rückbauartigen Einlagerung integraler Bestandteil des Einlagerungsvorgangs ist, können diese Arbeitsvorgänge bei der Bohrlochlagerung erst nach Belegung sämtlicher Bohrlöcher stattfinden.

Aufgrund der geringen Anzahl der pro Bohrloch eingelagerten BSK 3 (5 Stück) sind jedoch auch die notwendige Erweiterung des Kontrollbereichs beim Bohrlochwechsel (Umsetzen der temporären Absperrung zwischen Kontrollbereich und Überwachungsbereich), die Längenanpassung für Sonderbewetterung und Energieversorgung sowie das Umsetzen der

Bohrlochsleuse und der Einlagerungsvorrichtung und das Verschließen des Bohrlochs zu berücksichtigen (ggf. können die endgültigen Verschleißmaßnahmen auch zu einem späteren Zeitpunkt zeitlich parallel zum Einlagerungsbetrieb stattfinden). Für die beim Bohrlochwechsel anfallenden Arbeitsvorgänge wird entsprechend Anlage 4-10 ein Zeitaufwand von 5 AT zugrunde gelegt. Insofern erhöht sich der gebindespezifische Zeitaufwand für die Einlagerung einer BSK 3 auf 2 AT, der damit immer noch erheblich günstiger ist als bei der Streckenlagerung (3,5 AT).

Diese Betrachtung allein reicht jedoch zur Bewertung der Leistungsfähigkeit der Varianten im Hinblick auf den möglichen Einlagerungsfortschritt nicht aus, da auch mehrere Einlagerungsstrecken parallel betrieben werden können. Erst die damit verbundenen Betriebsabläufe für die Vorbereitung und Einlagerung gestatten eine Aussage, ab welchem gewünschten Einlagerungsfortschritt die Varianten an Ihre Leistungsgrenze stoßen. Diese ergibt sich im Wesentlichen durch die erforderliche bzw. in logistischer und wettertechnisch noch vertretbare Anzahl der ständig belegten Betriebspunkte.

In den Balkendiagrammen in Anlage 4-11 sind die variantenspezifischen Betriebsabläufe von Beginn Auffahrung bis zum Ende des Versetzens einer Einlagerungsstrecke für folgende Fälle dargestellt:

- Einlagerungsfortschritt 0,5 POLLUX-3BE oder 0,5 BSK 3 je Arbeitstag
- Einlagerungsfortschritt 1 POLLUX-3BE oder 1 BSK 3 je Arbeitstag
- Einlagerungsfortschritt 2 POLLUX-3BE oder 2 BSK 3 je Arbeitstag

Bei der Bohrlochlagerung wurden hinsichtlich der Herstellung und Herrichtung der Bohrlöcher noch jeweils zwei Grenzfälle betrachtet, da die Bohrlöcher in Spätestlage in Bezug zur Einlagerung hergestellt bzw. hergerichtet werden, so dass die Arbeitsvorgänge „Herstellung von Erkundungs- und Erweiterungsbohrung sowie Einbau Außenliner und Bentonitringle“ in räumlicher Nähe zueinander stattfinden. Insofern sind der Ortswechsel von Bohrmaschinen und Hebezeugen sowie Materialtransporte zu betrachten. Geht man davon aus, dass gegenseitige Behinderungen nicht zu erwarten sind, können diese Arbeitsvorgänge an verschiedenen Bohrlöchern in einer Strecke zeitlich parallel ablaufen. Der ungünstige Fall besteht darin, dass diese Arbeitsvorgänge im Extremfall nacheinander ablaufen müssen bzw. zeitgleich nur in verschiedenen Einlagerungsstrecken durchgeführt werden können. Dies führt zwangsläufig zu einer Erhöhung der gleichzeitig betriebenen Einlagerungsstrecken.

In Tabelle 4-7 sind für die Varianten in Abhängigkeit von den vorgegebenen Einlagerungsfortschritten die erforderlichen Anzahlen der gleichzeitig zu betreibenden Einlagerungsstrecken, die durchschnittlichen Anzahlen der erforderlichen Betriebspunkte sowie die Anzahlen der gleichzeitigen Streckenvortriebe bzw. TSM aufgeführt. Bei den Betriebspunkten können die Anzahlen je nach aktuelle Betriebsphase teilweise erheblich schwanken (Werte in Klammern).

Tabelle 4-7: Anzahl der erforderlichen Einlagerungsstrecken, Betriebspunkte und Streckenvortriebe in Abhängigkeit von vorgegebenen Einlagerungsfortschritten

	Streckenlagerung Variante 4/2	Bohrlochlagerung Variante 4	
		Herstellung/ Her- richtung Bohrlöcher zeitlich parallel	Herstellung/ Herrich- tung Bohrlöcher zeit- lich nacheinander
Einlagerungsfortschritt 0,5 Gebinde pro AT			
Anzahl Einlagerungsstre- cken	2	1	3
Anzahl Betriebspunkte	8 (7-9)	10 (9-11)	10 (9-13)
Anzahl Streckenvortriebe	3	3	3
Einlagerungsfortschritt 1 Gebinde pro AT			
Anzahl Einlagerungsstre- cken	4	2	5
Anzahl Betriebspunkte	14 (12-17)	20 (19-21)	20 (18-23)
Anzahl Streckenvortriebe	5	6	6
Einlagerungsfortschritt 2 Gebinde pro AT			
Anzahl Einlagerungsstre- cken	7	4	10
Anzahl Betriebspunkte	24 (23-30)	39 (37-41)	40 (35-45)
Anzahl Streckenvortriebe	9	11	11

Aus der Tabelle ist ersichtlich, dass die Anzahlen gleichzeitig zu betreibender Einlagerungsstrecken bei beiden Varianten in vergleichbarer Größenordnung liegen, da man bei der Bohrlochlagerung von zumindest einer teilweisen Parallelisierung der Arbeitsvorgänge zur Herstellung und Herrichtung der Bohrlöcher ausgehen kann. Dies gilt auch für die durchschnittlichen Anzahl der Betriebspunkte bei einem Einlagerungsfortschritt von 0,5 Gebinden pro Arbeitstag. Bei höheren Einlagerungsfortschritten wird die Bohrlochlagerung jedoch zunehmend ungünstiger. Die Anzahlen der Streckenvortriebe sind bei beiden Varianten vergleichbar. Dabei wurde nur die unbedingt erforderliche Mindestanzahl berücksichtigt, die zur Gewährleistung eines kontinuierlichen Einlagerungsbetriebes nötig ist. In den Balkendiagrammen (Anlage 4-11) sind die Vortriebe unterbrechungsfrei hintereinander geschaltet. Beides führt teilweise zu längeren Offenstandszeiten für die Strecken, weil sich der Zeitraum zwischen Abschluss der Auffahrung und dem Beginn der Einlagerung in einer Strecke vergrößert. Durch Inkaufnahme von Unterbrechungen (Einschaltung von Pausen) bei der Auffahrung und/oder Erhöhung der Vortriebsanzahl lassen sich die Offenstandszeiten jedoch reduzieren.

Zusammenfassende Bewertung:

Zusammenfassend lässt sich feststellen, dass die Streckenlagerung bei hohen Einlagerungsfortschritten Vorteile gegenüber der Bohrlochlagerung aufweist, jedoch ist bei beiden Varianten ein Einlagerungsfortschritt von mehr als einem Gebinde pro Arbeitstag aufgrund der hohen Anzahl von Betriebspunkten kaum realisierbar. Ein Einlagerungsfortschritt von einem Gebinde pro Arbeitstag ist auch nur dann denkbar, wenn die parallel zu betreibenden Einlagerungsstrecken auf mehrere logistisch und wettertechnisch von einander getrennte Einlagerungsabteilungen verteilt werden. Auch im Hinblick auf die zusätzliche Einlagerung der WA-Kokillen ist realistisch von einem Einlagerungsfortschritt von 0,5 Gebinden pro Arbeitstag auszugehen, bei dem sich die Varianten nur wenig von einander unterscheiden.

4.2.3.5 Vergleich Nahfeldbarriere und Versatz

Im Folgenden wird die Nahfeldbarriere und der Versatz im Rahmen der Strecken- und Bohrlochlagerung zusammenfassend beschrieben, um hieraus Vor- bzw. Nachteile der Einlagerungskonzepte herzuleiten. Dabei wird auch ein potenzieller Zutritt von Wässern und die Auswirkung auf die Wirksamkeit der Nahfeldbarriere berücksichtigt.

Beim Einlagerungskonzept der Streckenlagerung (Variante 4/2) besteht die Nahfeldbarriere aus der Bentonitummantelung des POLLUX-Behälters innerhalb des Supercontainers. Der Supercontainer ist im Versatz (aufbereitetes Wirtsgestein) eingebettet. Zutretende Wässer bewirken nach partieller Korrosion des Stahlblechmantels vom Supercontainer das Quellen des Bentonits und damit zunächst ein Verschließen von Resthohlräumen. Nach weitgehendem Verlust der Stahlblechummantelung muss das Versatzmaterial eine Widerlagerfunktion für den Quelldruck des Bentonits übernehmen, um die Lagestabilität der Barriere zu gewährleisten und ein Abwandern des Bentonits zu verhindern. Dies gilt auch im Falle einer vorherigen Perforation des Stahlblechummantelung.

Bei der Bohrlochlagerung (Variante 4) werden die Gebinde mit nur geringem Ringspalt zum Außenliner eingelagert, der selbst im Zuge des Einbaus hinterfüllt wurde (Einpumpen von Bentonitsuspension in Ringspalt). Im Falle eines Zutritts von Wässern quillt der Bentonit und verschließt damit den Ringspalt zum Außenliner. Das Resultat ist eine form- und kraftschlüssige Einbindung von Nahfeldbarriere und Gebinde im Gebirge. Das Einbringen von aufbereitetem Wirtsgestein als Versatz ist auf die Strecken beschränkt. Hier hat der Versatz ausschließlich die Funktion das Wirtsgestein zu stützen.

Bei der Streckenlagerung bestehen an den Versatz aufgrund der erforderlichen Lagestabilität der Nahfeldbarriere erhöhte Anforderungen an die Einbaudichte, jedoch ist das Einbringen des Versatzes in Folge der Einbauten und Gebinde schwierig zu realisieren. Dies betrifft insbesondere die schachtabgewandten Seiten der Supercontainer, da hier die Platzverhältnisse sehr begrenzt sind. In Bezug auf die Hohlraumverfüllung hat demnach die Bohrlochlagerung im Vergleich zur Streckenlagerung zahlreiche Vorzüge.

Bei einem Zutritt von Wässern entsteht in Abhängigkeit der zur Verfügung stehenden Menge an Stahl und Wasser durch Korrosion Wasserstoff. Bei der Streckenlagerung liegt der gebin-

despezifische Stahlaufwand mit ca. 54 t (Anteil POLLUX-Behälter ohne Brennstäbe, Stahlblechummantelung, Einlagerungswagen und Gleisabschnitt unterhalb Einlagerungswagen) etwa um den Faktor 7 bis 8 höher als bei der Bohrlochlagerung (ca. 7 t für Anteil BSK 3-Behälter und Außenliner). Bei der Streckenlagerung entfallen davon etwa 70 % auf den Raum innerhalb der Nahfeldbarriere und der Rest auf den Bereich außerhalb der Nahfeldbarriere. Bei der Bohrlochlagerung sind die jeweiligen Anteile etwa gleich. Im Falle der Streckenlagerung kann daher im Vergleich zur Bohrlochlagerung bei ausreichendem Wasserangebot durch Korrosion wesentlich mehr Wasserstoff freigesetzt werden.

Nach Untersuchungen des FuE-Vohabens WIBASTA [Jobmann et al. 2008] ist durch die Gasbildung, unabhängig vom Einlagerungskonzept ein Fracen (Aufbrechen von Wegsamkeiten) des Gebirges oder geotechnischer Barrieren nicht zu besorgen. Der Diffusionsgrad des Wasserstoffs ist hierzu zu groß bzw. die Korrosionsrate zu gering. Ein Gasdruck beeinflusst jedoch darüber hinaus das Fließverhalten von Lösungen, so dass ein Vorteil für die Bohrlochlagerung resultiert.

Im Hinblick auf die Wirksamkeit der Nahfeldbarrieren ist zu berücksichtigen, dass alkalische Zementlösungen, die bei der Reaktion von Wässern mit Beton entstehen, das Quellvermögen von Bentonit reduzieren. Aufgrund der bei der Bohrlochlagerung größeren Streckenquerschnitte ist die Menge an eingebautem Beton (Streckenausbau) erheblich größer als bei der Streckenlagerung. Bezogen auf ein Gebinde (POLLUX bzw. BSK 3) beträgt die Menge an eingebautem Beton bei der Bohrlochlagerung mit ca. 60 t etwa das Zweifache derjenigen bei der Streckenlagerung. Hieraus resultiert, dass bei einem Lösungszutritt auch das Aufkommen von Zementlösungen höher ist und sich grundsätzlich nachteilig auf das Quellen des Bentonits auswirken kann. Aufgrund der beschriebenen Einbettung der Gebinde in das Gebirge in horizontaler Ebene sowie im Hinblick auf den variabel in der Höhe anpassbaren Bohrlochverschluss (Bentonitpfropfen) sowie zusätzlich einbringbare Puffer aus Bentonit oder gestampftem Ton innerhalb des Bohrlochs und gegebenenfalls im Bohrlochkeller, lassen sich Zementanteile herausfiltrieren und somit die geotechnische Barriere vor Zementlösungen relativ einfach schützen. Bei der Streckenlagerung lässt sich das mit vertretbarem Aufwand nicht erreichen.

Zusammenfassen ist demnach festzustellen, dass die Bohrlochlagerung aufgrund der Einbettung von Nahfeldbarriere und Gebinde in einen eng begrenzten Hohlraum Vorteile im Hinblick auf Lagestabilität und dichten Einschluss der Gebinde hat. Ein Schutz der Nahfeldbarriere vor Zementlösungen, die das Quellvermögen beeinträchtigen können, lässt sich darüber hinaus einfacher realisieren.

4.2.3.6 Vergleich Betriebssicherheit bzw. Störanfälligkeit

Ein einfacher, aus wenigen Teilarbeitsvorgängen (Handhabungsvorgängen) bestehender Betriebsablauf vorort im Einlagerungsbereich ist im Hinblick auf Störanfälligkeit und daraus resultierenden Unterbrechungen der Einlagerung günstiger zu beurteilen als ein komplexer. Hinzu kommt die Anzahl erforderlicher maschineller Betriebsmittel und deren Aufgabenum-

fang bzw. die Anzahl aller mechanischen Antriebe, die zur Erfüllung der Aufgabe Transport und Einlagern eines Gebindes in der Einlagerungsstrecke bzw. im Bohrloch erforderlich sind.

Eine Einschätzung des Auftretens von Betriebsstörungen durch Ausfall oder Versagen von Komponenten kann in diesem Planungsstadium nur qualitativ dadurch erfolgen, dass die Anzahl der vorort erforderlichen Betriebsmittel für die Varianten und die insgesamt erforderlichen Funktionen bzw. durchzuführenden Aufgaben gegenübergestellt werden, wobei nur diejenigen betrachtet werden, die im Rahmen der Einlagerung erforderlich sind, bzw. deren Ausfall unmittelbar zur Unterbrechung des Einlagerungsbetriebes führen würde. Nicht betrachtet werden maschinelle Betriebsmittel, die zur Vorbereitung der Einlagerungsstrecke oder eines Bohrlochs (vor Übergabe der Einlagerungsstrecke bzw. des Bohrlochs an den Kontrollbereich) dienen sowie zentrale Einrichtungen wie Schachtfördereinrichtung oder Betriebsmittel für den Transport der Gebinde vom Schacht zur Einlagerungsstrecke (Batterielok und Plateauwagen) u. a., die für sämtliche Varianten entweder gleich sind oder durch Einschaltung eines Zeitpuffers nicht zwangsläufig zur Unterbrechung der Einlagerung führen.

Streckenlagerung Variante 4/2

Für die Einlagerung der Supercontainer sind im Wesentlichen folgende Betriebsmittel erforderlich:

- Fahrzeug mit Raubmanipulator zum Rauben Gleise (zwischen den Abstellpositionen der Supercontainer)
- ortsfestes Hubportal zum Umschlag Supercontainer von Plateauwagen auf Einlagerungswagen
- Batterielok für den Transport des Einlagerungswagens mit Supercontainer zum Abstellort
- Betriebsmittel zum Einbringen von Versatz
- sonstige Betriebsmittel (Transportfahrzeuge u. a.)

Die Einlagerung von Supercontainern ist durch einen einfachen Betriebsablauf mit wenigen Handhabungsvorgängen gekennzeichnet. Das Hubportal ist an einer Umschlagstelle am Streckeneingang positioniert und dient nur zum Absetzen des auf einem Plateauwagen angelieferten, nicht kurvengängigen Einlagerungswagens auf dem Gleis und zum Umschlag des Supercontainers vom Plateauwagen auf den Einlagerungswagen. Im Einzelnen werden durch das Hubportal folgende Bewegungsabläufe durchgeführt:

- Anschlagen der Aufnahmevorrichtungen an Einlagerungswagen bzw. Supercontainer (Stellantriebe)
- Anheben Einlagerungswagen bzw. Supercontainer (Spindeltriebe in Teleskopstützen)
- Absenken Einlagerungswagen bzw. Supercontainer (Spindeltriebe in Teleskopstützen)
- Abschlagen der Aufnahmevorrichtungen von Einlagerungswagen bzw. Supercontainer (Stellantriebe)

Zum Transport zur vorgesehenen Einlagerungsposition kann die für den Antransport des Supercontainers auf dem Plateauwagen verwendete Batterielok eingesetzt werden. Im Ge-

gensatz zur Bohrlochlagerung ist bei der Streckenlagerung das Rauben der Gleise zwischen den Abstellpositionen der Supercontainer und das abschnittsweise Versetzen der Strecke jedoch Bestandteil des Betriebsablaufs für die Einlagerung.

Bohrlochlagerung Variante 4

Für die Einlagerung der BSK 3 sind im Wesentlichen folgende Betriebsmittel erforderlich:

- Batterielok für den Transport des Plateauwagens mit Transferbehälter zur Einlagerungsposition (Standort Einlagerungsvorrichtung)
- ortsfeste Einlagerungsvorrichtung zur Übernahme und zum Schwenken des Transferbehälters sowie zum Einlagern der BSK 3 im Bohrloch
- Bohrlochsleuse mit Schieber zum Verschließen des Bohrlochs
- Betriebsmittel zum Einbringen von Versatz (heat spreader) in das Bohrloch
- Betriebsmittel zur Demontage, zum Umsetzen und zur erneuten Montage der Bohrlochsleuse am folgenden Bohrloch (gleisgebundenes Hebezeug)
- sonstige Betriebsmittel (Transportfahrzeuge u. a.)

Bei der Bohrlochlagerung umfasst der Betriebsablauf für die Einlagerung eine größere Anzahl von Handhabungsvorgängen. Von der Einlagerungsvorrichtung sind im Einzelnen folgende Arbeitsschritte von der Übernahme des Transferbehälters bis zum Absetzen einer BSK 3 im Bohrloch auszuführen:

- Anschlagen der Aufnahmevorrichtungen an Transferbehälter (Stellantriebe)
- Anheben Transferbehälter (Spindeltriebe in Teleskopstützen)
- Schwenken Transferbehälter (Schwenkantriebe)
- Andocken Abschirmhaube an Transferbehälter (Linearantrieb)
- Absenken Transferbehälter zum Andocken an Bohrlochsleuse (Spindeltriebe in Teleskopstützen)
- Öffnen des Transferbehälters oben mit Schieberantrieb der Abschirmhaube
- Andocken Kokillengreifer an Greifpilz der BSK 3
- Öffnen des Transferbehälters unten gemeinsam mit Bohrlochsleuse mit Schieberantrieb in Bohrlochsleuse
- Absenken BSK 3 in Bohrloch bis Absetzposition mit Kokillenhubwerk

Nach Absetzen der BSK 3 im Bohrloch erfolgen die o. g. Bewegungsabläufe im umgekehrter Reihenfolge und das Herausfahren des entladenen Transferbehälters aus der Einlagerungsstrecke mit der Batterielok.

Das Einbringen des heat spreaders erfolgt im Anschluss daran mit einer gleisgebundenen Versatzmaschine mit integriertem Versatzbehälter, der über eine Schwenk- und Senkbewegung an die Bohrlochsleuse andockt. Nach Öffnen der Bohrlochsleuse und des Versatzbehälters wird der heat spreader als Sturzversatz eingebracht. Nach Abschluss der Einlagerung an einem Bohrloch erfolgt der Wechsel zum nächsten Bohrloch. Dafür müssen

Bohrlochsleuse und Einlagerungsvorrichtung umgesetzt werden. Das Umsetzen der Bohrlochsleuse wird mit einem gleisgebundenen Hebezeug durchgeführt. Das Umsetzen der Einlagerungsvorrichtung erfolgt bei eingezogenen Teleskopstützen auf einem Plateauwagen. Betriebsmittel für das Rauben der Gleise sowie für das Einbringen von Versatz in die Einlagerungsstrecke sind hier nicht zu betrachten, da diese Arbeiten erst im Anschluss an die Belegung sämtlicher Bohrlöcher einer Einlagerungsstrecke durchgeführt werden können und ein Ausfall von Antriebskomponenten bei diesen Betriebsmitteln somit nicht zu einer Unterbrechung der Einlagerung führen würde.

Zusammenfassende Bewertung:

Insgesamt ist festzustellen, dass der Einlagerungsvorgang bei der Streckenlagerung durch eine geringere Anzahl von Betriebsmitteln sowie auch geringere Anzahl von Handhabungsvorgängen bzw. Antriebskomponenten gekennzeichnet ist und sich dadurch im Hinblick auf mögliche Betriebsstörungen gegenüber der Bohrlochlagerung deutliche Vorteile ergeben.

4.2.3.7 Vergleich Strahlenbelastung bei Störungsbeseitigung

Die zusätzliche Strahlenbelastung für das Betriebspersonal ist abhängig von der Häufigkeit auftretender Störungen und der Zeit, die zur Beseitigung einer Störung erforderlich ist. Ein aus wenigen Handhabungsschritten bestehender Betriebsablauf für den Umschlag, den Transport und das Einlagern eines Gebindes ist in dieser Hinsicht vorteilhaft.

Zur Bewertung der Varianten sind diejenigen Arbeitsvorgänge zu betrachten, bei denen es durch Ausfall von Komponenten zu einem zwingenden Aufenthalt des Betriebspersonals im Nahbereich des Gebindes und damit zu einer zusätzlichen Strahlenbelastung bei der Beseitigung der Störung kommen kann. Im Rahmen des Vergleichs sind nur das Hubportal und die Einlagerungsvorrichtung zu berücksichtigen, da die anderen Betriebsmittel (Batterielok mit Einlagerungs- oder Plateauwagen) im Wesentlichen identisch sind und sich bei diesen im Hinblick auf Ausfallwahrscheinlichkeit von Antriebskomponenten keine Unterschiede ergeben würden.

Beim Hubportal muss die Störungsbeseitigung in Anwesenheit des Supercontainers dann erfolgen, wenn der Supercontainer von Hubportal übernommen wurde, aber nicht auf dem Einlagerungswagen oder auf dem Plateauwagen abgelegt werden kann.

Bei der Einlagerungsvorrichtung muss die Störungsbeseitigung in Anwesenheit des beladenen Transferbehälters durchgeführt werden, wenn der Transferbehälter von der Einlagerungsvorrichtung übernommen wurde, aber eine Entladung bzw. das Absetzen der BSK 3 im Bohrloch nicht möglich ist und der beladene Transferbehälter nicht wieder auf dem Plateauwagen abgelegt werden kann.

In Tabelle 4-8 sind die Antriebskomponenten und Funktionen für das Hubportal und die Einlagerungsvorrichtung gegenüber gestellt, wobei der Ausfall einer jeden Antriebskomponente dazu führen kann, dass die Beseitigung der Störung in Anwesenheit des Supercontainers oder des beladenen Transferbehälters durchgeführt werden muss.

Tabelle 4-8: Gegenüberstellung der Antriebskomponenten und Funktionen für das Hubportal und die Einlagerungsvorrichtung

Streckenlagerung Hubportal	Bohrlochlagerung Einlagerungsvorrichtung
Stellantriebe zum Anschwenken der Aufnahmevorrichtungen an Supercontainer	Stellantriebe zum Anschwenken der Klapprahmen an Transferbehälter
Spindeltriebe für Teleskopstützen zum Anheben/ Absenken Supercontainer	Spindeltriebe für Teleskopstützen zum Anheben/ Absenken Transferbehälter
entfällt	Stellantriebe zum Aufsetzen/ Anheben Abschirmhaube
entfällt	Stellantrieb in Abschirmhaube zum Öffnen/Schließen Schieber Transferbehälter (oben)
entfällt	Schwenkantriebe für Schwenkvor-gang
entfällt	Windenantrieb des Kokillenhubwerkes zum Absenken/ Hochfahren Kokillengreifer
entfällt	Stellantrieb zum Öffnen/Schließen Kokillengreifer
entfällt	Stellantrieb in Bohrlochschleuse zum Öffnen/Schließen Schieber Bohrlochschleuse/Transferbehälter (unten)

Geht man von einer Proportionalität zwischen der Anzahl von Antriebskomponenten und Ausfallwahrscheinlichkeit aus, ergeben sich im Hinblick auf die Störanfälligkeit erhebliche Vorteile für das nur mit wenigen Funktionen ausgestattete Hubportal.

Darüber hinaus ergeben sich Vorteile bei Streckenlagerung, bei der der POLLUX-Behälter mit heat spreader und Bentonit in einem Supercontainer konditioniert ist. Bei dem Supercontainer kann gegenüber dem POLLUX-Behälter allein von einem Abschirmfaktor 4 ausgegangen werden (siehe Anlage 4-4). Da sowohl für den POLLUX-Behälter als auch für den Transferbehälter die gleichen Grenzwerte hinsichtlich der maximal zulässigen Dosisleistung in 2 m Abstand (0,1 mSv/h) und Oberflächendosisleistung (2 mSv/h) gelten, wird bei der Streckenlagerung bei gleicher Strahlenexposition eine entsprechend vierfache Aufenthaltsdauer im Nahfeld des Gebindes zur Beseitigung möglicher Störungen ermöglicht.

Zusammenfassende Bewertung:

Bei dem mit nur wenigen Antriebskomponenten und Funktionen ausgestatteten Hubportal ist einerseits das Auftreten von Störungen, die einen Aufenthalt im Nahfeld des Gebindes erfordern, weniger wahrscheinlich. Andererseits ermöglicht die zusätzliche Abschirmwirkung bei dem Supercontainer einen längeren Aufenthalt im Nahfeld des Gebindes, wodurch sich Vorteile für die Streckenlagerung ergeben.

4.2.3.8 Vergleich der Kosten

Im Rahmen des Kostenvergleichs in Tabelle 4-9 werden nur diejenigen Kosten erfasst, die wesentliche Unterschiede erwarten lassen. Dies sind die Kosten für die Auffahrung der Einlagerungsstrecken und bei der Bohrlochlagerung zusätzlich die Kosten für die Herstellung und Vorbereitung der Bohrlöcher sowie für Umbauarbeiten und Umsetzungsvorgänge beim Bohrlochwechsel. Die Kosten für die Streckenauffahrungen orientieren sich an Angaben in [IfB 2008a]. Für die Arbeitskosten werden generell 500 € pro Mannschicht in Ansatz gebracht.

Bei der Bohrlochlagerung handelt es sich insbesondere bei den Kosten für Material um Annahmen, die zur sicheren Seite abgeschätzt worden sind. Für den Außenliner einschließlich Hinterfüllung und die Säule aus Bentonitringen wird pauschal von spezifischen Materialkosten in Höhe von 10 T€ pro Meter ausgegangen. Bei den Betriebsmitteln (im Wesentlichen Bohrmaschinen und Hebezeuge) wurde ein durchschnittlicher Ansatz von 2 T€ pro Arbeitstag gewählt. Für die Herstellung des Supercontainers werden die gleichen spezifischen Materialkosten und Kosten für Betriebsmittel zugrunde gelegt. Die Arbeitskosten wurden mit einem Fünftel gegenüber der Herrichtung des Bohrlochs angenommen.

Hinzu kommen die Endlagerbehälter, deren Kosten jedoch nicht vorliegen. Insofern wurde hier auf der Basis der von [EWI 1995] für einen POLLUX-10BE (Beladung mit Brennstäben von 10 DWR-Brennelementen, Gesamtmasse ca. 65 t), angegebenen Kosten in Höhe von 0,77 Mio € eine Abschätzung vorgenommen.

Tabelle 4-9: Gegenüberstellung der Kosten für die Strecken- und Bohrlochlagerung

	Streckenlagerung POLLUX-3BE	Bohrlochlagerung BSK3
Einlagerungsstrecken		
Anzahl [Stück]	401	171
Länge [m]	385	402
Spez. Auffahrungskosten [T€/m]	3,72	13,85
Spez. Kosten Gleisbau [T€/m]	1	1
Summe Kosten Einlagerungsstrecken [T€]	728.697	1.020.819
Bohrlöcher		
Anzahl Bohrlöcher [Stück]		1.364
Tiefe Bohrlöcher [m]		50
Herstellung Bohrlochkeller		
- Zeitaufwand [AT/Stück]		10
- Arbeitsaufwand b. 4 M/SCH u. 3 SCH/AT [MSCH/Stück]		120
Herstellung Erkundungsbohrung		
- Zeitaufwand [AT/Stück]		10
- Arbeitsaufwand b. 4 M/SCH u. 3 SCH/AT [MSCH/Stück]		120
Herstellung Erweiterungsbohrung		
- Zeitaufwand [AT/Stück]		10
- Arbeitsaufwand b. 4 M/SCH u. 3 SCH/AT [MSCH/Stück]		120
Einbau Außenliner und Bentonitringle		
- Zeitaufwand [AT/Stück]		5
- Arbeitsaufwand b. 4 M/SCH u. 3 SCH/AT [MSCH/Stück]		60
Umsetzen Bohrlochsleuse, Einlagerungsvorrichtung u. Längen Anpassung bei Bohrlochwechsel u. Verschl.		
- Zeitaufwand [AT/Stück]		5
- Arbeitsaufwand b. 6 M/SCH u. 2 SCH/AT [MSCH/Stück]		60
Kosten Betriebsmittel (Abschreibung, Betriebs- und Reparaturkosten) für Herstellung u. Vorbereitung Bohrloch sowie für Umsetzen u. Verschließen		
- Zeitaufwand [AT/Stück]		40
- Kosten pro Arbeitstag [T€/AT]		2
- Kosten pro Bohrloch [T€/Stück]		80
Materialkosten für Ausbau Bohrloch (Außenliner und Bentonitringle)		
- spezifische Kosten [T€/m]		10
- Kosten pro Bohrloch [T€/Stück]		500
Kosten pro Mannschicht [T€/MSCH]		0,5
Summe Kosten Bohrlöcher [T€]		1.118.480
Supercontainer		
Montage SC		
- Zeitaufwand [AT/Stück]	1	
- Arbeitsaufwand b. 4 M/SCH u. 3 SCH/AT [MSCH/Stück]	12	
Kosten Betriebsmittel (Abschreibung, Betriebs- und Reparaturkosten) für Herstellung SC [T€/Stück]	2	
Materialkosten für Herstellung SC (Stahlblechummantelung und Bentonitformteile)		
- spezifische Kosten [T€/m]	10	
- Kosten pro SC [T€/Stück]	65	
Kosten pro Mannschicht [T€/MSCH]	0,5	
Summe Kosten SC [T€]	497.714	
Gebinde		
Anzahl Gebinde [Stück]	6.818	6.818
Kosten pro Gebinde [T€]	460	47
Summe Kosten Gebinde [T€]	3.136.280	320.446
GESAMTKOSTEN [T€]	4.362.691	2.459.745

Geht man von einer Proportionalität zwischen Masse und Kosten aus, ergeben sich für den kleineren, hier zugrunde gelegten POLLUX-3BE mit einer Gesamtmasse von 38 t (Leermasse 36,4 t) basierend auf dem o. g. Preis des POLLUX-10BE (Leermasse 59,6 t) Kosten in Höhe von etwa 460 T€. Dabei sind die Fixkostenanteile (Herstellung, Prüfung), die für einen kleineren Behälter in dem gleichen Umfang anfallen wie bei dem größeren, nicht berücksichtigt. Insofern sind die Kosten für den POLLUX-3BE als Mindestkosten zu betrachten. Unter Zugrundelegung der gleichen Vorgehensweise bei der sehr viel einfacher konzipierten BSK 3 mit einer Gesamtmasse von 5,3 t bzw. einer Leermasse von 3,7 t ergäben sich ca. 47 T€ pro Stück und damit ein Kostenunterschied zwischen POLLUX-3BE und BSK 3 von 413 T€. Unterschiedliche Behältermaterialien und Bearbeitungsaufwände seien hier vernachlässigt.

Unter Einbeziehung der Kosten für Herstellung und Herrichtung der Grubenbaue ergibt sich somit ein Gesamtkostenvorteil für die Bohrlochlagerung in Höhe von ca. 1,9 Milliarden € bzw. 279 T€ pro Gebinde.

Kostengleichheit wäre dann erreicht, wenn die Kosten für eine BSK 3 326 T€ also etwa 70 % der Kosten für einen POLLUX-3BE ausmachten. Auf der anderen Seite müssten die Kosten für einen POLLUX-Behälter auf etwa 181 T€ sinken, um bei unveränderten Kosten für eine BSK 3 (47 T€) Kostengleichheit mit der Bohrlochlagerung zu erreichen. Da weder extrem hohe Kosten für die BSK 3 (326 T€) noch extrem niedrige Kosten für den POLLUX-Behälter (181 T€) zu erwarten sind, kann insofern eingeschätzt werden, dass die Bohrlochlagerung trotz höherer Kosten für die Herstellung und Herrichtung von Grubenbauen insgesamt deutlich günstiger ist als die Streckenlagerung.

Zusammenfassende Bewertung:

Der Kostenvergleich zeigt, dass die Kosten für die Streckenlagerung unter den gegebenen Voraussetzungen mit etwa 4,4 Milliarden € etwa um den Faktor 1,8 höher liegen als bei der Bohrlochlagerung, für die etwa 2,5 Milliarden € zu veranschlagen sind. Dabei werden die Kosten hauptsächlich durch die Wahl des Endlagerbehälters bestimmt. Auch wenn sich die hier angesetzten Kosten in die eine oder andere Richtung insbesondere bei den Endlagerbehältern verschieben, kann aufgrund des großen Kostenunterschiedes eingeschätzt werden, dass die Bohrlochlagerung trotz erheblichen Mehraufwandes für die Herstellung und Herrichtung der Grubenbaue kostenmäßig deutliche Vorteile gegenüber der Streckenlagerung besitzt. Hinzu kommen noch weitere Kostenvorteile aufgrund des kleineren Infrastrukturnetzes (Richtstrecken und Querschläge).

4.2.3.9 Auswahl Vorzugsvariante für Einlagerung BE

In Tabelle 4-10 sind die zum Vergleich der Vorzugsvarianten herangezogenen Aspekte und Bewertungen zusammenfassend dargestellt.

Tabelle 4-10: Bewertung der Vorzugsvarianten

	Streckenlagerung POLLUX-3BE	Bohrlochlagerung BSK 3
Flächenbedarf Endlager	- (6,9 km ²)	+ (3,8 km ²)
Ausbruchvolumina	0 (700 m ³ /G)	0 (740 m ³ /G)
Streckenlängen	- (181 km)	+ (84 km)
Leistungsfähigkeit	0 (bei 0,5 G/AT)	0 (bei 0,5 G/AT)
Nahfeldbarriere/Versatz	-	+
Betriebssicherheit bzw. Störanfälligkeit	+	-
Strahlenbelastung b. Störungsbeseitigung	+	-
Kosten	-	+

- +: deutlich besser als Alternative
 0: ohne Wertung, da Unterschiede marginal
 -: deutlich schlechter als Alternative

Danach ergeben sich in Summe Vorteile für die Bohrlochlagerung. Eine Wichtung der Vergleichskriterien wird nicht vorgenommen, da sie einerseits auf einer subjektiven Einschätzung beruhen würde, andererseits aber im Hinblick auf das Ergebnis der Bewertung (Tabelle 4-10) auch nicht erforderlich ist, da das Konzept der Bohrlochlagerung mit Ausnahme der Kriterien „Betriebssicherheit bzw. Störanfälligkeit“ und „Strahlenbelastung bei Störungsbeseitigung“ gleich gut oder besser gegenüber der Streckenlagerung abschneidet.

Gleichwohl besteht die Hauptzielsetzung in der sicheren Endlagerung der Gebinde und dies sowohl in betrieblicher als auch langzeitsicherheitlicher Hinsicht. Insofern kommt neben den eben genannten Kriterien auch dem Punkt „Nahfeldbarriere/Versatz“ ein größeres Gewicht gegenüber den anderen Vergleichskriterien zu. Im Hinblick auf die betrieblichen Sicherheitsaspekte besitzt das Konzept der Bohrlochlagerung aufgrund der aufwändigeren Einlagerungstechnik gegenüber der Streckenlagerung grundsätzliche Nachteile. Die Streckenlagerung stellt weniger hohe Anforderungen an die Einlagerungstechnik und ist mit einem einfacheren Betriebsablauf verbunden. Zudem ergeben sich aufgrund der zusätzlichen Abschirmwirkung durch den Supercontainer Vorteile im Hinblick auf die Beseitigung von Störungen. Es sei jedoch darauf verwiesen, dass die für die Einlagerung von BSK 3 in einer Salzformation entwickelte und auch hier zugrunde gelegte Einlagerungstechnik im Rahmen des FuE-Vorhabens ESDRED-DENKMAL in einem Versuchsstand im Maßstab 1 : 1 erprobt und als Alternative zu dem bisher im Salz verfolgten Streckenlagerungskonzept von POLLUX-Behältern angesehen wird. Insofern sind zwar mit der aufwändigeren Technik Nachteile verbunden, jedoch kann diesen durch entsprechende Auslegung begegnet werden. Hinsichtlich der Langzeitsicherheit besitzt die Bohrlochlagerung dagegen durch die

quasi gebirgsverbundene Einbettung der Gebinde in Verbindung mit einem einfach zu realisierenden Bohrlochverschluss deutliche Vorteile gegenüber der Streckenlagerung.

Insofern wird die Bohrlochlagerung von BSK 3 (Variante 4) als Vorzugsvariante für die Endlagerung ausgedienter Brennelemente favorisiert und der weiteren Planung zugrunde gelegt.

4.3 Einlagerungskonzepte für die Einlagerung von WA-Abfällen

Für die WA-Abfälle (HAW-, CSD-B- und CSD-C-Kokillen) ist die Bohrlochlagerung in Verbindung mit einer geotechnischen Barriere in Form einer Ummantelung aus Bentonitformteilen vorgesehen. Ein heat spreader (Sand), wie er bei den ausgedienten Brennelementen zur Einhaltung der Maximaltemperatur von 100 °C im Bentonit erforderlich ist, um die Zwischenlagerzeiten zu reduzieren und die Einlagerungsdichte zu erhöhen, ist bei den WA-Kokillen nicht notwendig, da die Zwischenlagerzeiten selbst bei den HAW-Kokillen bereits ohne heat spreader in der gleichen Größenordnung liegen wie bei den ausgedienten Brennelementen mit heat spreader [Jobmann et al. 2007].

In Analogie zur Bohrlochlagerung von BSK 3 ergeben sich ebenfalls verschiedene Varianten, von denen aufgrund des nicht erforderlichen heat spreaders zwei zu betrachten sind:

- WA-Kokille mit Bentonitummantelung in Container – Variante 1
- WA-Kokille und Bentonitummantelung einzeln – Variante 2

4.3.1 WA-Kokille mit Bentonitummantelung in Container – Variante 1

Variante 1 geht davon aus, dass die WA-Kokillen zusammen mit Bentonit in einem Container konditioniert werden.

In Abbildung 4-66 ist ein Querschnitt durch das Bohrloch für den Container dargestellt.

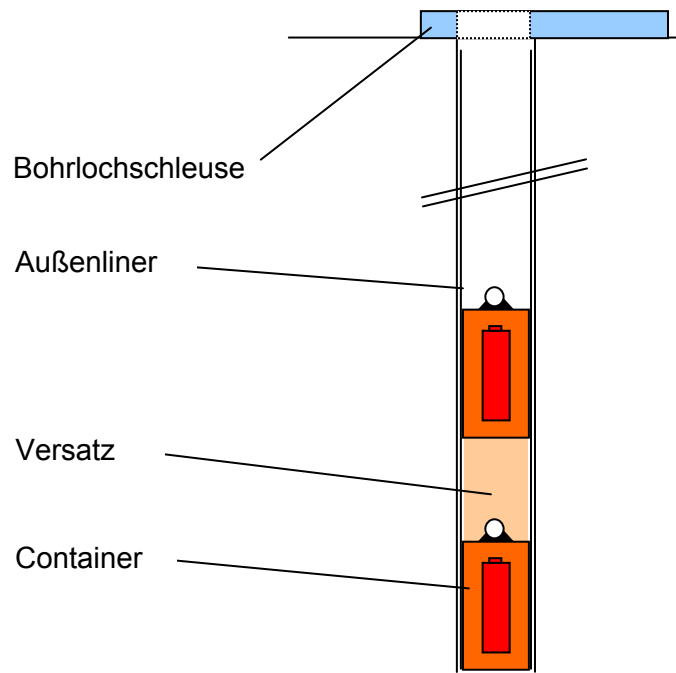


Abbildung 4-66: Variante 1 - Querschnitt durch das Bohrloch mit Container

Das Bohrloch ist aufgrund des gebräuchten Gebirges zum Schutz vor Nachfall mit einem Außenliner ausgestattet. Der Stahlblechmantel des Containers weist eine Perforation auf, die es im Falle zutretender Lösungen ermöglichen soll, dass der einbautechnisch erforderliche Ringspalt zwischen Außenliner und Container durch Quellen des Bentonits verschlossen wird.

Eine Abschätzung in Anlage 4-12 führt unter Zugrundelegung einer HAW-Kokille zu folgenden Massen und Abmessungen (Massen und Abmessungen von CSD-B und CSD-C in vergleichbarer Größenordnung):

- Massen
 - Container (mit HAW-Kokille): 4,6 t
 - Transferbehälter: 45,5 t
 - Transferbehälter incl. Container: 50,1 t
- Abmessungen
 - Länge Container: 2 m
 - Durchmesser Container: 1,07 m
 - Länge Transferbehälter (Kokille liegend): 2,87 m
 - Breite Transferbehälter: 1,83 m
 - Höhe Transferbehälter: 3,16 m

In Abbildung 4-67 sind die Abmessungen des Transferbehälters für den Container dargestellt.

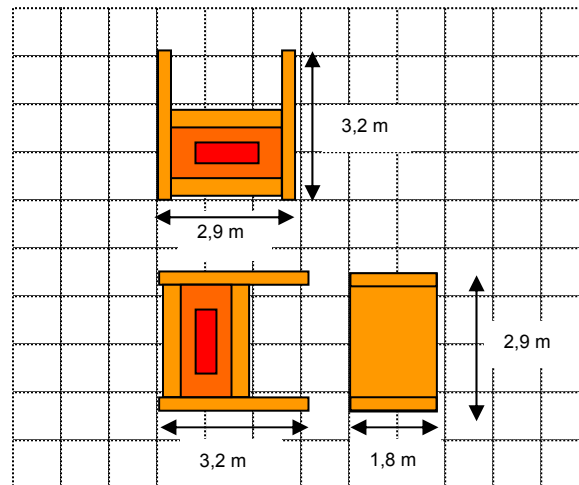


Abbildung 4-67: Abmessungen für Transferbehälter mit Container für WA-Kokillen

Die Abmessungen zeigen, dass im Falle des Containers für die WA-Kokillen ein Transport in stehender Position hinsichtlich des Querschnittsbedarfs günstiger ist. Hinzu kommt, dass ein Schwenken des Transferbehälters durch die Einlagerungsvorrichtung dann einerseits nicht erforderlich ist und andererseits im Gegensatz zur BSK 3 auch mit keinerlei Vorteilen hinsichtlich einer geringeren Streckenhöhe verbunden wäre. Der grundsätzliche Ablauf der Einlagerung ist jedoch identisch. Am Bohrloch wird der angelieferte Transferbehälter durch die Einlagerungsvorrichtung vom Plateauwagen abgehoben und nach Zurückziehen des Plateauwagens auf der Bohrlochschleuse abgesetzt. Anschließend wird nach Andocken der Greifeinrichtung der Einlagerungsvorrichtung und Öffnen der Bohrlochschleuse der Container in das Bohrloch abgesenkt.

Im Gegensatz zur Einlagerung von BSK 3, bei der die Bohrlochzellertiefe durch die beim Schwenken des Transferbehälters bedingte Eintauchtiefe bestimmt wird, kann der Bohrlochzeller hier eine geringere Tiefe aufweisen und soll ggf. den Einsatz eines Preventers für die Erkundungsbohrung ermöglichen. Die von der Einlagerungsvorrichtung zu überbrückende Bohrlochzellertiefe wurde unter Berücksichtigung der Bauhöhe der Bohrlochschleuse mit 1,5 m angesetzt. Geht man analog zum BSK 3-Transferbehälter für den Freihub vom Plateauwagen von einem Abstand zwischen Boden Transferbehälter und Streckensohle von ca. 0,9 m aus, ergibt sich eine insgesamt zu überbrückende Höhendifferenz von ca. 2,4 m. Für die Handhabung der Gebinde sind Hubeinrichtungen in Portalbauweise im Hinblick auf Gebindeübernahme vom Plateauwagen und Platzbedarf am zweckmäßigsten. Dabei wurden zwei Untervarianten betrachtet:

- Untervariante 1/1 – Einstufiges Teleskophubportal
- Untervariante 1/2 – Zweistufiges Teleskophubportal

Untervariante 1/1

In Abbildung 4-68 ist schematisch der Querschnittsbedarf einer als einstufiges Teleskophubportal ausgeführten Einlagerungsvorrichtung bei stehender Anlieferung des Transferbehälters im Bereich des Bohrlochkellers dargestellt.

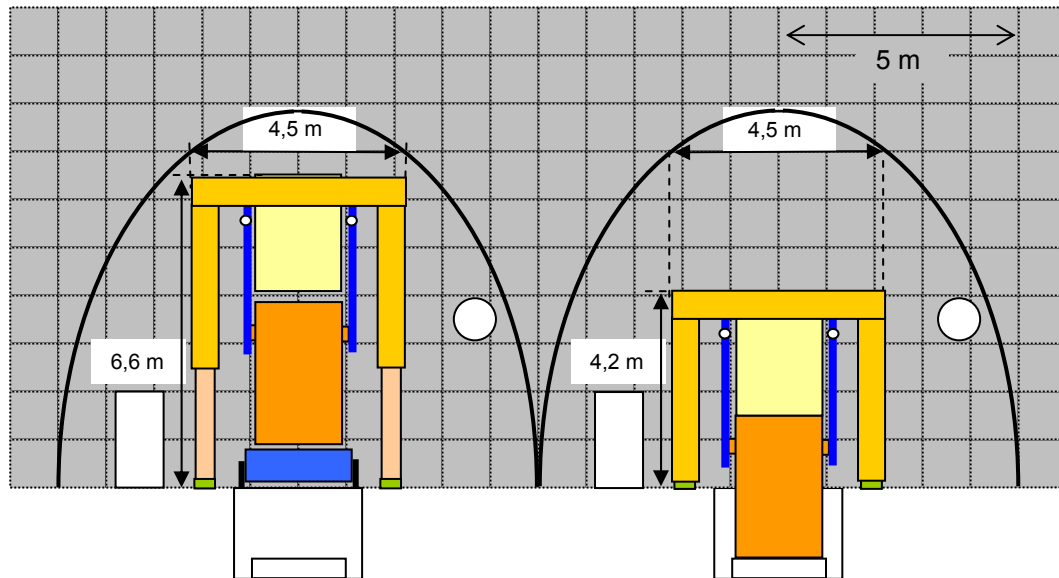


Abbildung 4-68: Querschnittsbedarf der Einlagerungsvorrichtung (einstufiges Hubportal)

Im linken Bild der Abbildung 4-68 ist die die Streckenhöhe bzw. den Streckenquerschnitt bestimmende Situation „Freihub vom Plateauwagen“ ersichtlich. Danach ergibt sich im Bereich des Bohrlochkellers eine Streckenhöhe von ca. 8 m und ein lichter Streckenquerschnitt von ca. 60 m². Zwischen den Bohrlochkellern reicht ein Streckenquerschnitt von etwa 40 m² für das Umsetzen des Hubportals aus. Die Spurweite der Gleise beträgt ca. 2,3 m. Das rechte Bild zeigt die Absetzposition des Transferbehälters auf der Bohrlochschleuse, bei dem die Abschirmhaube mittels eines im Hubportal integrierten Ankopplungshubwerks auf dem Transferbehälter aufgesetzt ist.

Untervariante 1/2

Zur möglichen Reduzierung des Streckenquerschnittes im Bereich der Bohrlochkeller auf ca. 50 bis 52 m² kann der erforderliche Hub auf zwei in Reihe geschaltete Hubwerke aufgeteilt werden, wie in Abbildung 4-69, Abbildung 4-70 und Abbildung 4-71 ersichtlich ist. Zwischen den Bohrlochkellern kann der Streckenquerschnitt für das Umsetzen des Hubportals auf etwa 36 m² verringert werden.

Im linken Bild der Abbildung 4-69 ist die Situation „Einfahrt des Plateauwagens“ dargestellt, bei der die Einlagerungsvorrichtung die höchste Position einnimmt. Anschließend werden die Stiele der Einlagerungsvorrichtung (Hubwerk 2) soweit eingefahren, dass die mit dem Hubwerk 1 verbundenen Tragzapfenaufnahmen an die Tragzapfen des Transferbehälters anschwenken können (Abbildung 4-69, rechts).

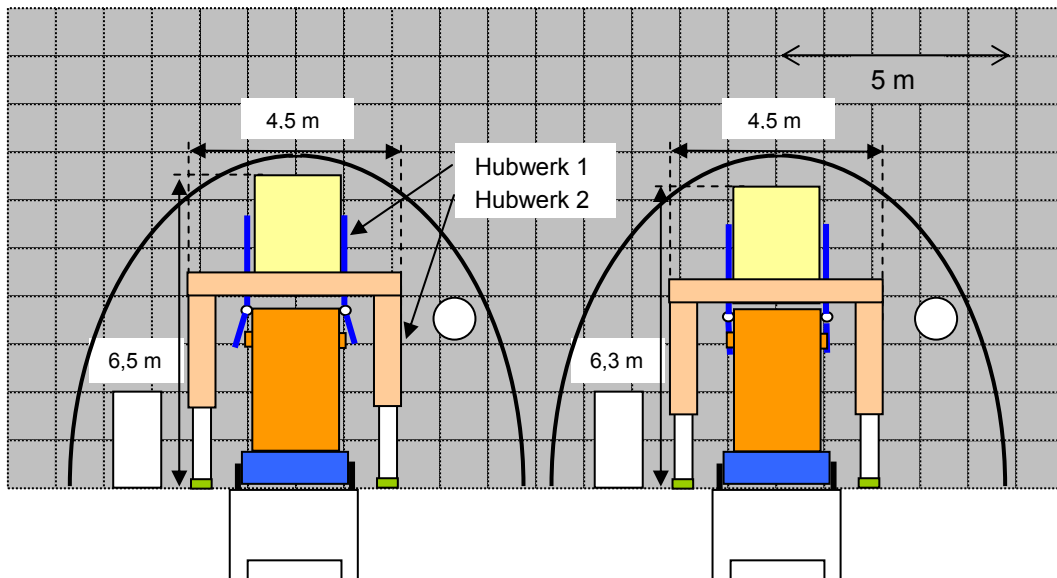


Abbildung 4-69: Querschnittsbedarf der Einlagerungsvorrichtung mit zwei Hubwerken (Übernahme des Transferbehälters)

Zum Freihub vom Plateauwagen werden die Stiele des Hubwerks 2 wieder ausgefahren (Abbildung 4-70, links). Im Bild rechts erfolgt das Absenken der Abschirmhaube auf den Transferbehälter mit Hilfe des in Hubwerk 1 integrierten Ankopplungshubwerks.

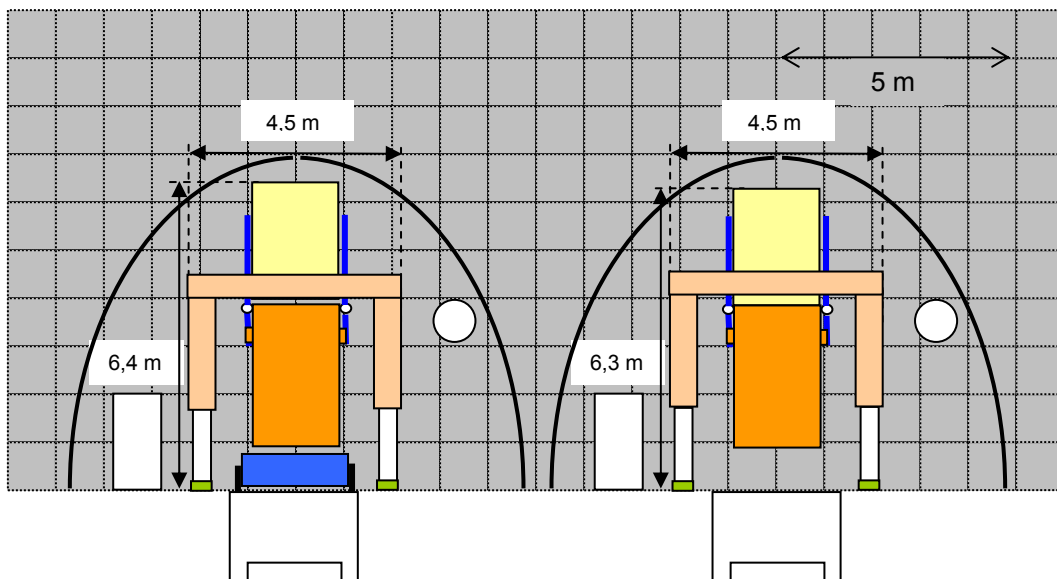


Abbildung 4-70: Querschnittsbedarf der Einlagerungsvorrichtung mit 2 Hubwerken (Freihub und Absenken Abschirmhaube)

In Abbildung 4-71 ist der zweistufige Absenkprozess für das Absetzen des Transferbehälters auf der Bohrlochschleuse dargestellt (Bild links: Einfahren der Stiele der Einlagerungsvorrichtung (Hubwerk 2); Bild rechts: Absenken der Hubvorrichtung gemeinsam mit Abschirmhaube (Hubwerk 1)).

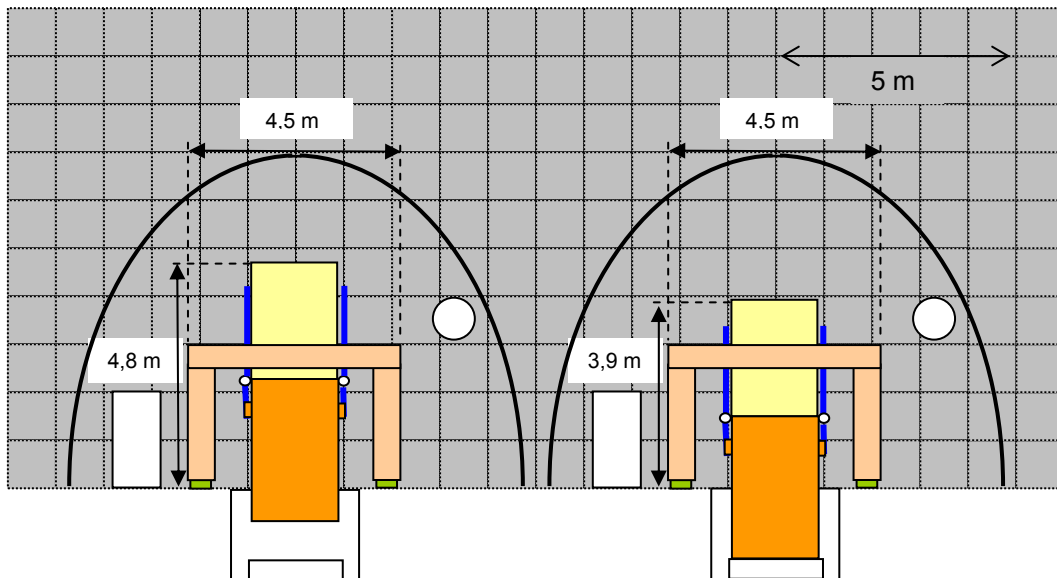


Abbildung 4-71: Querschnittsbedarf der Einlagerungsvorrichtung mit zwei Hubwerken (Absetzen Transferbehälter auf Bohrlochschleuse)

4.3.2 WA-Kokillen und Bentonitummantelung einzeln – Variante 2

Bei Variante 2 werden die geotechnische Barriere aus Bentonit und die WA-Kokillen separat im Bohrloch eingebracht. Im Überwachungsbereich erfolgt nach Einbringen eines Außenliners der Einbau der Bentonitringe über die gesamte Bohrlochtiefe bis zum Abschnitt für den endgültigen Bohrlochverschluss. Im Kontrollbereich werden dann die Kokillen im Wechsel mit Versatzmaterial eingebracht. In Abbildung 4-72 ist ein Querschnitt durch das Bohrloch dargestellt.

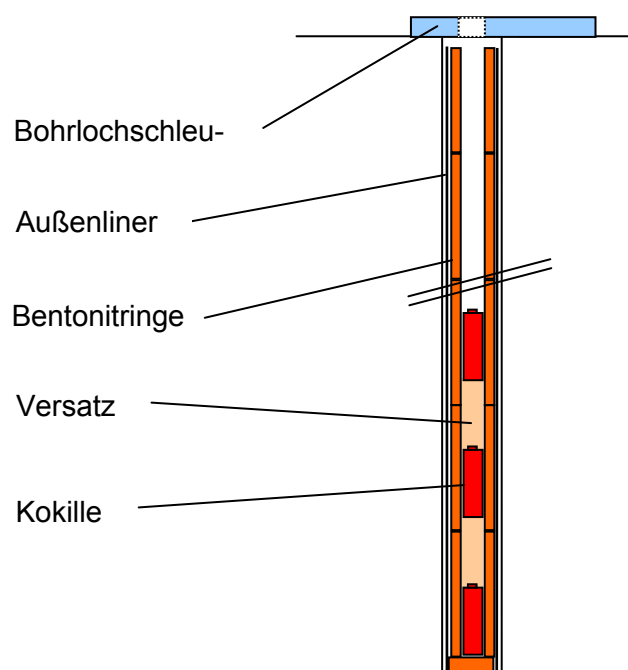


Abbildung 4-72: Variante 1 - Querschnitt durch das Bohrloch

Ein Vorteil dieser Variante sind die geringen zu handhabenden Einzelmassen von Gebinde und Transferbehälter sowie geringere Abmessungen.

Eine Abschätzung in Anlage 4-13 führt zu folgenden Massen und Abmessungen:

- Massen
 - WA-Kokille (HAW): 0,5 t
 - Transferbehälter: 19,1 t
 - Transferbehälter incl. HAW-Kokille: 19,6 t
- Abmessungen
 - Länge WA-Kokille: 1,4 m
 - Durchmesser WA-Kokille (HAW): 0,43 m
 - Länge Transferbehälter (Kokille liegend): 1,93 m
 - Breite Transferbehälter: 1,33 m
 - Höhe Transferbehälter: 1,89 m

In Abbildung 4-73 sind die Abmessungen des Transferbehälters für die WA-Kokillen dargestellt.

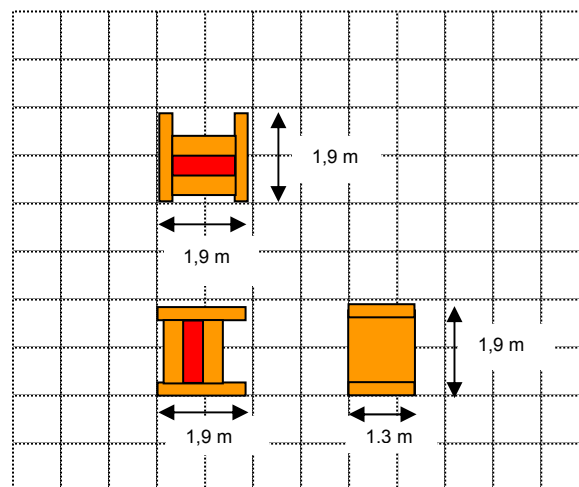


Abbildung 4-73: Abmessungen für Transferbehälter für WA-Kokillen

Nachteile bestehen in der aufwändigeren Vorbereitung des Bohrlochs durch den Einbau der Bentonitringe. Eine Einkapselung jeder einzelnen Kokille durch einen Bentonitpfropfen oder Einbringen von Bentonitgranulat alternativ oder zusätzlich zum Versatz ist denkbar, jedoch mit einem aufwändigeren Betriebsablauf verbunden.

Der Transport des Transferbehälters erfolgt analog zu Variante 1 in stehender Position auf dem Plateauwagen. Die von der Einlagerungsvorrichtung zu überwindende Höhendifferenz zwischen Freihub und Absetzen des Transferbehälters auf der Bohrlochschleuse beträgt hier

ebenfalls ca. 2,4 m. Aufgrund der vergleichsweise nur geringen Gewichte der WA-Kokillen kann bei der Einlagerungsvorrichtung der Durchmesser des Seils für das Einlagern der Kokillen und damit der Durchmesser der Umlenkscheiben an der Abschirmhaube jedoch reduziert werden. Dadurch verringert sich die Bauhöhe der Abschirmhaube von 2,5 m auf ca. 2,3 m.

Analog zu Variante 1 werden für die Handhabung der Gebinde zwei Untervarianten betrachtet:

- Untervariante 1/1 – Einstufiges Teleskophubportal
- Untervariante 1/2 – Zweistufiges Teleskophubportal

Untervariante 2/1

In Abbildung 4-74 ist der Querschnittsbedarf der als einstufiges Hubportal ausgeführten Einlagerungsvorrichtung dargestellt.

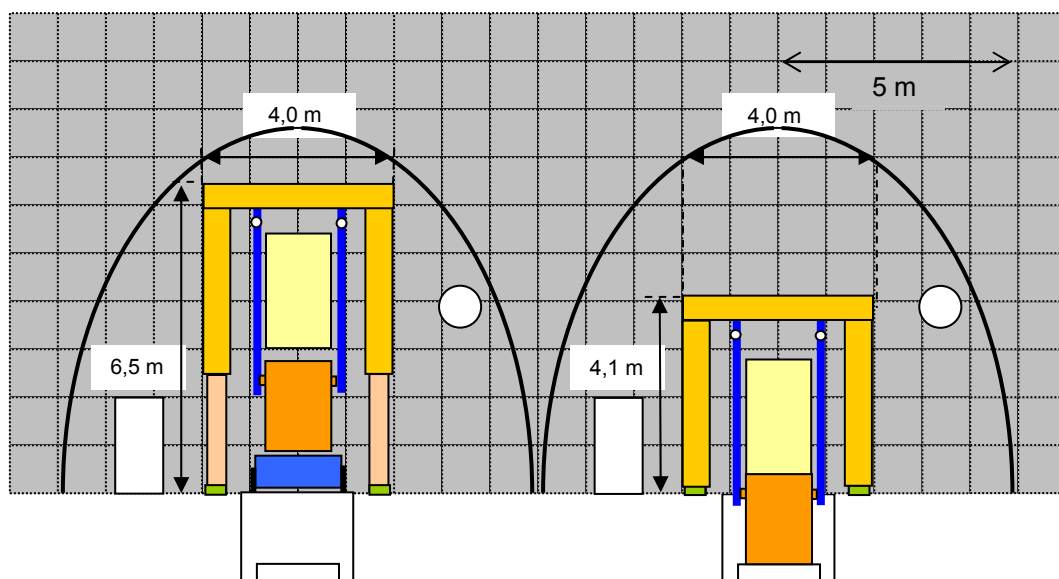


Abbildung 4-74: Querschnittsbedarf der Einlagerungsvorrichtung (einfaches Hubportal)

Hier ergibt sich in der erforderlichen Bauhöhe des Portals für die Situation „Freihub vom Platteauwagen“ mit ca. 6,5 m gegenüber Variante 1 fast kein Unterschied. Der Streckenquerschnitt reduziert sich aufgrund der geringeren Breite der Einlagerungsvorrichtung auf ca. 57 m². Zwischen den Bohrlochkellern reicht ein Streckenquerschnitt von etwa 38 m² für das Umsetzen des Hubportals aus. Die Spurweite beträgt ca. 1,9 m.

Untervariante 2/2

Durch Verwendung eines zweistufigen Hubportals kann der Streckenquerschnitt auf ca. 40 m² reduziert werden - Abbildung 4-75, Abbildung 4-76 und Abbildung 4-77. Zwischen den Bohrlochkellern reicht ein Streckenquerschnitt von etwa 30 m² aus. Im linken Bild der Abbildung 4-75 ist die Einfahrt des Plateauwagens mit dem Transferbehälter dargestellt, bei der sich Hubportal einschließlich Abschirmhaube in der Maximalstellung befinden. Im Bild rechts sind die Stiele der Einlagerungsvorrichtung (Hubwerk 2) soweit eingefahren (0,2 m), dass die mit der mittleren Hubvorrichtung (Hubwerk 1) verbundenen Tragzapfenaufnahmen an die Tragzapfen des Transferbehälters anschwenken können.

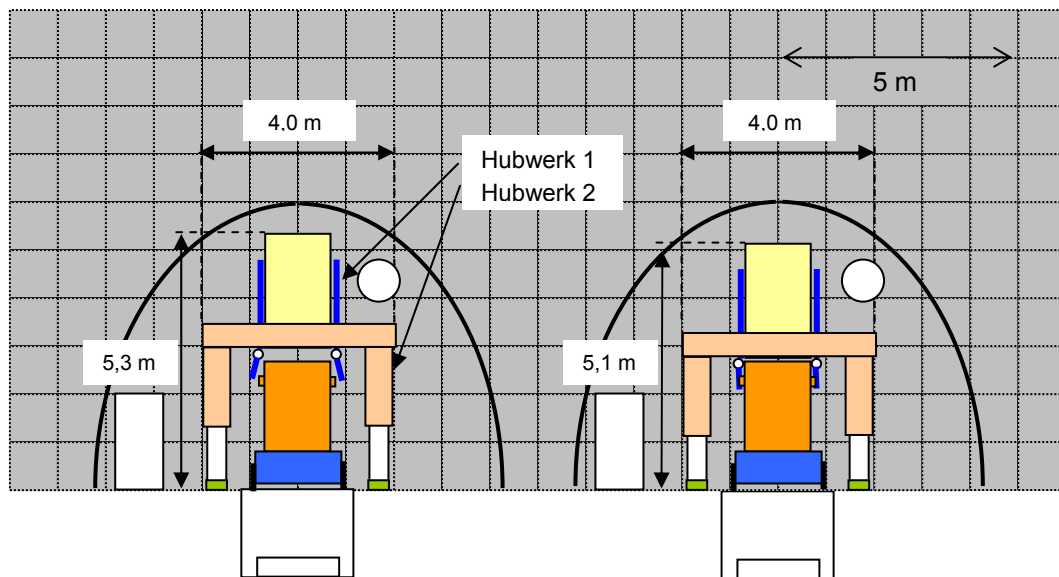


Abbildung 4-75: Querschnittsbedarf der Einlagerungsvorrichtung mit 2 Hubwerken (Übernahme Transferbehälter)

Im linken Bild der Abbildung 4-76 werden die Stiele der Einlagerungsvorrichtung (Hubwerk 2) für den Freihub des Transferbehälters ausgefahren. Im Bild rechts erfolgt das Absenken der Abschirmhaube auf den Transferbehälter mit Hilfe des in Hubwerk 1 integrierten Ankopp-
lungshubwerks.

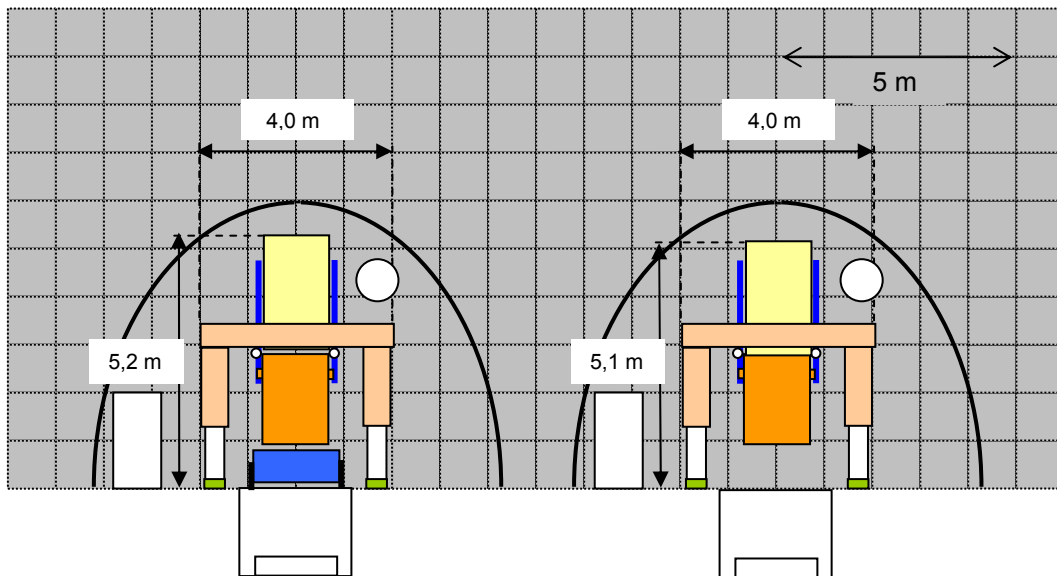


Abbildung 4-76: Querschnittsbedarf der Einlagerungsvorrichtung mit 2 Hubwerken (Freihub und Absenken Abschirmhaube)

In Abbildung 4-77 ist der zweistufige Absenkprozess für das Absetzen des Transferbehälters auf der Bohrlochschleuse dargestellt (Bild links: Einfahren der Stiele der Einlagerungsvorrichtung (Hubwerk 2); Bild rechts: Absenken der Hubvorrichtung gemeinsam mit Abschirmhaube (Hubwerk 1)).

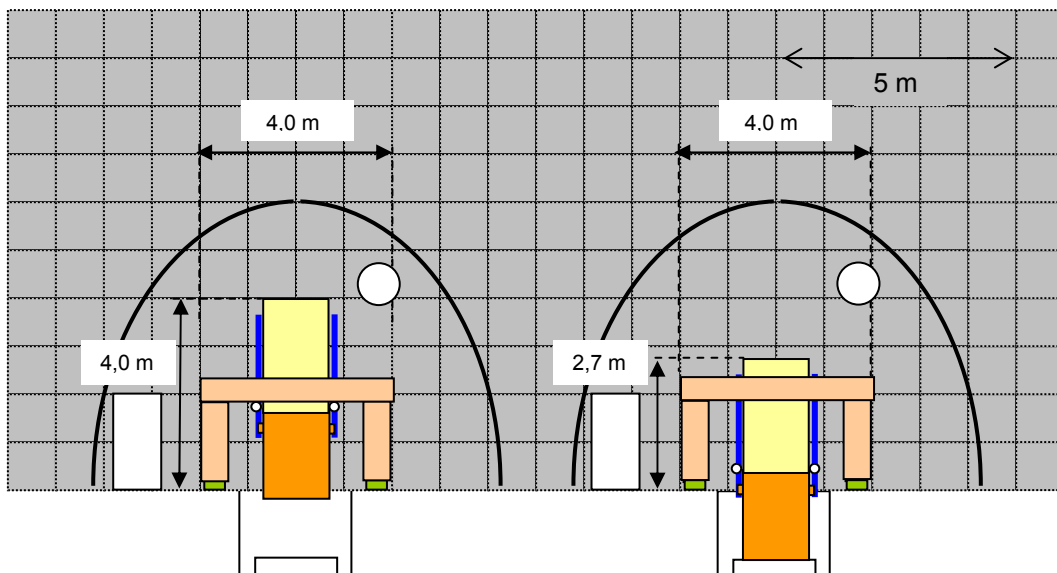


Abbildung 4-77: Querschnittsbedarf der Einlagerungsvorrichtung mit 2 Hubwerken (Absetzen Transferbehälter auf Bohrlochschleuse)

4.3.3 Bewertung der Varianten für die Bohrlochlagerung von HAW-Kokillen, CSD-B und CSD-C

Die Bewertung der Varianten 1/2 und 2/2 erfolgt basierend auf folgenden als wesentlich eingestufteten Vergleichskriterien:

- Streckenquerschnitte
- Gewichte der Einzelkomponenten
- Zusätzlicher Stahlaufwand in Bohrlöchern
- Spurweite
- Betriebssicherheit bzw. Störanfälligkeit

4.3.3.1 Streckenquerschnitte

Die Größe des erforderlichen Streckenquerschnittes bestimmt den für die Auffahrung, den Ausbau sowie später für das Versatzeinbringen zu treibenden Aufwand, was insbesondere für die Einlagerungsstrecken mit einer großen Gesamtlänge von Bedeutung ist. Bei den Einlagerungsstrecken resultiert der Streckenquerschnitt aus den Abmessungen der Einlagerungsvorrichtung bzw. des Transferbehälters.

Für die Varianten werden unter der Voraussetzung einer mit zwei Hubwerken ausgestatteten Einlagerungsvorrichtung im Bereich der Bohrlochkeller (ohne Berücksichtigung Bohrlochkeller) folgende lichten Querschnitte in den Einlagerungsstrecken benötigt:

- Variante 1/2: $A_L = 51 \text{ m}^2$
- Variante 2/2: $A_L = 40 \text{ m}^2$

Für die zwischen den Bohrlochkellern liegenden Streckenabschnitte kann aufgrund der niedrigeren Transportstellung der Einlagerungsvorrichtung bei beiden Varianten von einem um etwa 30 % geringeren Streckenquerschnitt ausgegangen werden:

- Variante 1/2: $A_L = 36 \text{ m}^2$
- Variante 2/2: $A_L = 30 \text{ m}^2$

Geht man von einem Bohrlochabstand von 30 m aus und unterstellt für den größeren Streckenabschnitt eine Länge von 5 m, ergeben sich folgende mittleren Streckenquerschnitte:

- Variante 1/2: $A_L = 38,5 \text{ m}^2$
- Variante 2/2: $A_L = 32 \text{ m}^2$

Zusammenfassende Bewertung Streckenquerschnitte:

Die Gegenüberstellung zeigt, dass der Streckenquerschnitt unter Zugrundelegung der Mittelwerte für die Variante 1 ca. 20 % über dem der Variante 2 liegt, woraus sich Vorteile für Variante 2/2 ergeben.

4.3.3.2 Gewichte der Einzelkomponenten

Die Gewichte der Einzelkomponenten bestimmen die Handhabbarkeit und die Anforderungen an Transporteinrichtungen wie Schachtförderanlage und an gleisbebundene Transporteinrichtungen sowie an die Einlagerungsvorrichtung. Dabei sind nicht nur die Transferbehälter zu betrachten, die bei sämtlichen Varianten über Tage beladen, mit der Schachtförderanlage nach unter Tage und von dort gleisbebunden zu den Einlagerungsorten transportiert und dort mit Hilfe der Einlagerungsvorrichtung entladen werden, sondern auch die erforderlichen regelmäßigen Umsetzvorgänge der Einlagerungsvorrichtungen.

Bewertet werden die variantenspezifischen schwersten Transporteinheiten, die sich auf dem Weg von über Tage durch den Schacht bis hin zum Einlagerungsort ergeben. Dies betrifft den Transport der beladenen Transferbehälter und die notwendigen Umzüge der Einlagerungsvorrichtung (nur unter Tage) – Tabelle 4-11 und Tabelle 4-12.

Im Hinblick auf den gleisbebundenen Transport ist zusätzlich die Masse des zum Transport des Transferbehälters (TB) erforderlichen Plateauwagens (PW) zu berücksichtigen, dessen Masse pauschal mit 10 t angesetzt wird. Dieser Wert wird auch für den Plateauwagen für das Umsetzen der Einlagerungsvorrichtungen angenommen.

Für die Einlagerungsvorrichtung (ELV) der Variante 2/2 wird trotz der vergleichsweise geringen zu handhabenden Masse von Transferbehälter und Kokille aufgrund der schweren Komponenten „Kokillenhubwerk und Abschirmhaube“ und dem zusätzlichen Hubwerk eine Masse von etwa 20 t zugrunde gelegt – Tabelle 4-12. Die Masse der Einlagerungsvorrichtung für die Variante 1/2 wird darauf basierend abgeschätzt, wobei für die lasttragenden Bauteile, die sich in ihrer Masse proportional zu den zu handhabenden Massen verhalten, von einem Faktor von 0,7 ausgegangen wird:

$$\text{Masse ELV} = 0,7 \times 20 \text{ t} \times (m_{\text{TB}} + m_{\text{Gebinde}}) / (19,1 \text{ t} + 0,5 \text{ t}) + 0,3 \times 20 \text{ t}$$

Tabelle 4-11: Schachttransport sowie Transporte in Richtstrecken, Querschlägen und Einlagerungstrecken

	Transporteinheit	Einzelmassen	Gesamtmasse
Variante 1/2	PW + TB + Container	10 t + 45,5 t + 4,6 t	60,1 t
Variante 2/2	PW + TB + HAW-Kokille	10 t + 19,1 t + 0,5 t	29,6 t

Tabelle 4-12: Umsetzen Einlagerungsvorrichtungen (Transporte in Richtstrecken, Querschlägen und Einlagerungstrecken)

	Transporteinheit	Einzelmassen	Gesamtmasse
Variante 1/2	PW + ELV	10 t + 40 t	50 t
Variante 2/2	PW + ELV	10 t + 20 t	30 t

Zusammenfassende Bewertung Gewichte:

Insgesamt ist festzustellen, dass die Massen der Transporteinheiten bei Variante 2 ca. 40 bis 50 % geringer sind als bei Variante 1 und dadurch deutliche Vorteile für Variante 2 resultieren.

4.3.3.3 Spurweite

Die erforderliche Spurweite resultiert aus den variantenspezifischen Abmessungen des Transferbehälters, der am Einlagerungsort zwischen den Schienen in den Bohrlochkeller abgesenkt werden muss, um ihn auf der Bohrlochsleuse aufsetzen zu können. Geringe Spurweiten für das schienengebundene Transportsystem sind bei Kurvenfahrt mit geringeren Fahrwiderständen im System Rad/Schiene verbunden bzw. ermöglichen kleinere Kurvenradien als große. Im Hinblick auf die von Hauptstrecken abzweigenden Einlagerungsstrecken führt dies zu einer höheren Ausnutzung des Einlagerungshorizontes, da sich der Kurvensektor zugunsten der für die Einlagerung nutzbaren Länge einer Einlagerungsstrecke verringert. Größere Spurweiten erfordern hingegen bei sonst gleichen Randbedingungen entsprechend größere Kurvenradien und mehr Auffahraufwand. Um dies zu umgehen bieten sich verschiedene Lösungen an:

- Schienenverstelleinrichtung am Bohrlochkeller, die die Anlieferung der Transferbehälter z. B. auf normalspurigen Gleisen bis unter die Einlagerungsvorrichtung ermöglicht. Nach Freihub des Transferbehälters und Zurückziehen des Plateauwagens werden die Schienen mit Hilfe der Verstelleinrichtung beidseitig entweder nach außen verschoben oder seitlich weg geklappt.
- Einrichtung einer Umschlagstelle am Anfang der Einlagerungsstrecke, an der der auf einem z. B. normalspurigen Plateauwagen angelieferte Transferbehälter auf einen breitspurigen umgeladen oder direkt von einer eigenverfahrbaren Einlagerungsvorrichtung übernommen und zum Bohrloch transportiert wird.

Diese Lösungen erfordern jedoch höheren technischen Aufwand und/oder können sich infolge notwendiger Umsetz- und Umschlagvorgänge hemmend auf den Einlagerungsbetrieb auswirken.

Im Zusammenhang mit der Einlagerung von BSK 3 ist es darüber hinaus vorteilhaft, wenn die Spurweite identisch ist. Dadurch können die Gleise im Infrastrukturbereich untertage (Mittelfeld), im Schacht und übertage zur bzw. in der Umladeanlage gemeinsam genutzt werden.

Für die Varianten sind folgende Mindestspurweiten erforderlich:

Variante 1/2: Spurweite 2,3 m

Variante 2/2: Spurweite 1,9 m

Sofern man analog zum BSK 3-Transport einen minimalen Kurvenradius von ca. 25 m auch hier zugrunde legt, ergeben sich aus der größeren Spurweite bei Variante 1/2 unter Berücksichtigung des Gewichtes von Plateauwagen und Transferbehälter keine nennenswerten

Nachteile im Hinblick auf zusätzlichen Auffahrungsbedarf (siehe Berechnungsformeln in Anlage 4-7 – Bewertung der Varianten für die Bohrlochlagerung von BSK 3). Jedoch ist eine Anpassung der Spurweite an das Gleissystem für den BSK 3-Transport mit einer Spurweite von ca. 2 m nur bei Variante 2/2 möglich.

Zusammenfassende Bewertung Spurweite:

Unter Zugrundelegung einer Mindestkurvenradius von 25 m unterscheiden sich die Varianten im Hinblick auf Auffahraufwand kaum. Der wesentliche Vorteil der Variante 2/2 besteht jedoch darin, dass im gesamten Grubengebäude und übertage ein Gleissystem ausreicht.

4.3.3.4 Zusätzlicher Stahlaufwand in Bohrlöchern

Infolge möglicher Wasserstofffreisetzung infolge Korrosion soll der Stahlaufwand im Bohrloch gering gehalten werden. Vorbehaltlich einer genauen Bewertung der Relevanz im Rahmen der Langzeitsicherheitsanalyse wird hier der variantenspezifische zusätzliche Stahlaufwand neben dem eigentlichen Gebinde bewertet.

Variante 1/2

Bei Variante 1/2 ergibt sich der zusätzliche Stahlaufwand aus dem Stahlaufwand für die Container (C) und für den Außenliner, der zum Schutz vor Nachfall aus der Bohrlochwandung für die Phase des Einbaus der Bentonitringe erforderlich ist.

Stahlaufwand für Container

- Dicke Stahlblech: $d_{St} = 0,02 \text{ m}$
- Dichte Stahl: $\rho_{St} = 7,8 \text{ t/m}^3$
- Außendurchmesser C: $D_C = 1,07 \text{ m}$
- Länge C ohne Greifpilz: $L_C = 2,04 \text{ m}$
- Volumen Stahlblech: $V_{St} = 0,02 (\pi 1,45 \times 2 + 2 \times \pi/4 1,07^2) = 0,22 \text{ m}^3$
- Masse Stahlblech: $m_{St} = 0,22 \times 7,8 = 1,7 \text{ t}$
- Gesamtmasse Stahlblech/Bohrloch (13 HAW-Kokillen/Bohrloch): $\underline{m_{Stges} = 13 \times 1,7 = 22,1 \text{ t}}$
- Gesamtmasse Stahlblech/Bohrloch (15 CSD-B/C/Bohrloch): $\underline{m_{Stges} = 13 \times 1,7 = 25,5 \text{ t}}$

Stahlaufwand für Außenliner

- Dicke Außenliner: $d_{AL} = 0,01 \text{ m}$
- Dichte Stahl: $\rho_{St} = 7,8 \text{ t/m}^3$
- Durchmesser Außenliner: $D_{AL} = 1,11 \text{ m}$
- Gesamtlänge Bohrloch: $L_{Bl} = 50 \text{ m}$
- Volumen Außenliner: $V_{AL} = 0,01 \times 50 \times \pi 1,1 = 1,7 \text{ m}^3$
- Masse Außenliner: $\underline{m_{AL} = 1,7 \times 7,8 = 13,3 \text{ t}}$

Zusätzlicher Stahlaufwand HAW-Kokillen gesamt: $\underline{m_{V1} = 22,1 + 13,3 = 35,4 \text{ t}}$

Zusätzlicher Stahlaufwand CSD-B/C gesamt: $\underline{m_{V1} = 25,5 + 13,3 = 38,8 \text{ t}}$

Mittelwert für zusätzlichen Stahlaufwand: $\underline{m_{V1} = 37,1 \text{ t}}$

Variante 2/2

Bei Variante 2/2 ergibt sich der zusätzliche Stahlaufwand nur aus dem Stahlaufwand für den Außenliner.

Stahlaufwand für Außenliner

- Dicke Außenliner: $d_{AL} = 0,01 \text{ m}$
 - Dichte Stahl: $\rho_{St} = 7,8 \text{ t/m}^3$
 - Durchmesser Außenliner: $D_{AL} = 1,11 \text{ m}$
 - Gesamtlänge Bohrloch: $L_{Bl} = 50 \text{ m}$
-
- Volumen Außenliner: $V_{AL} = 0,01 \times 50 \times \pi \times 1,1 = 1,7 \text{ m}^3$
 - Masse Außenliner: $m_{AL} = 1,7 \times 7,8 = 13,3 \text{ t}$

Zusätzlicher Stahlaufwand gesamt: $m_{V2} = 13,3 \text{ t}$

Zusammenfassende Bewertung Stahlaufwand pro Bohrloch:

Bei Variante 1/2 beträgt die Masse an zusätzlich ins Bohrloch eingebrachtem Stahl ca. 37 t. Bei Variante 2/2 reduziert sich die Stahlmasse auf ca. 13 t, da nur der Außenliner zu berücksichtigen ist.

4.3.3.5 Betriebssicherheit bzw. Störanfälligkeit

Ein einfacher, aus wenigen Teilarbeitsvorgängen bestehender Betriebsablauf vorort ist im Hinblick auf Störanfälligkeit und daraus resultierenden Unterbrechungen der Einlagerung günstiger zu beurteilen als ein komplexer. Bei sonst identischen Einlagerungsverfahren ergeben sich Unterschiede nur bei der Herrichtung der Bohrlöcher.

Variante 1/2 ist durch einen einfachen Betriebsablauf gekennzeichnet. Nach Fertigstellung der Erweiterungsbohrung und Einbau des Außenliners besteht der Betriebsablauf im Wesentlichen aus der Montage der Bohrlochschleuse, dem Versetzen und der Positionierung der Einlagerungsvorrichtung über dem Bohrloch und dem wechselweisen Einlagern von Containern und dem Versetzen des Bohrlochs bis zur darauffolgenden Absetzposition.

Variante 2/2 erfordert zusätzlich das vorherige Einbringen der technischen Barriere aus Bentonitringen. Letzteres ist mit hohen Anforderungen an die Steuerung und Überwachung des Absenkvorgangs verbunden, um die Säule aus Bentonitringen ohne Beschädigungen aufbauen zu können.

Zusammenfassende Bewertung Betriebssicherheit bzw. geringe Störanfälligkeit:

Grundsätzlich ergeben sich durch den einfacheren Betriebsablauf bei Variante 1/2 Vorteile. Diese sind jedoch auf Tätigkeiten im Überwachungsbereich beschränkt.

4.3.3.6 Auswahl Vorzugsvariante für Einlagerung WA-Abfälle

In Tabelle 4-13 sind die zum Vergleich der Varianten herangezogenen Auswahlkriterien und Bewertungen zusammenfassend dargestellt.

Tabelle 4-13: Bewertung der Varianten

	Variante 1/2	Variante 2/2
Streckenquerschnitte (Mittelwert)	- (38,5 m ²)	+ (32 m ²)
Gewichte Einzelkomponenten	-	+
PW + Transferbehälter + Gebinde	(60 t)	(30 t)
PW + Einlagerungsvorrichtung	(50 t)	(30 t)
Spurweite	- (ca. 2,3 m)	+ (2 m, wie BSK 3)
Zusätzlicher Stahlaufwand	- (37 t)	+ (13 t)
Betriebssicherheit bzw. Störanfälligkeit	+	-

+ : deutlich besser als Alternative

- : deutlich schlechter als Alternative

Nach Tabelle 4-13 sind mit Variante 2/2 die meisten Vorteile verbunden. Die grundsätzlich gegebene höhere Störanfälligkeit durch den Aufbau der Bentonitsäule wird durch die anderen Vorteile mehr als kompensiert. Insofern wird Variante 2/2 als Vorzugsvariante für die Bohrlochlagerung von WA-Abfällen den nachfolgenden Betrachtungen zugrunde gelegt.

4.4 Grubengebäudezuschnitt für die Bohrlochlagerung von WA-Abfällen

Die Zuschnitte der Einlagerungsfelder für die WA-Abfälle orientieren sich am Zuschnitt der Einlagerungsfelder für die BSK 3, d. h., es wird ein 3-Streckensystem zugrunde gelegt, bei dem die Gebindefeldtransport- und Abwetterstrecke auf der einen Seite der Einlagerungsfelder und die Haufwerkstransportstrecke auf der anderen liegen. Die Abwetterstrecke ist innen liegend und grenzt an die Einlagerungsfelder.

Die Größe der Einlagerungsfelder bzw. des Grubenfeldes wird bestimmt durch die Länge der Einlagerungsstrecken und neben Vorgaben für erforderliche Behälterabstände aus thermischen Auslegungsberechnungen auch durch die erforderlichen Querschnitte von Richtstrecken, Querschlägen und Einlagerungsstrecken und daraus resultierenden Streckenabständen. Dabei sollen die Abstände benachbarter Strecken zwischen Streckenstößen aus gebirgsmechanischen Gründen mindestens das Vierfache der halben Streckenbreite der größeren Strecke betragen. Ferner ergeben diese sich aus dem Gleisradius für den schienenengebundenen Gebindefeldtransport, für den 25 bis 30 m bzw. ein Streckenmittenabstand zwischen der Gebindefeldtransport- und der ersten Einlagerungsstrecke im Hinblick auf den zu durchfahrenden 180°-Bogen von 60 m zugrunde gelegt werden.

Für die HAW-Kokillen wurden im Vorhaben GENESIS [Jobmann et al. 2007] für den Standort Nord 1 Bohrlochabstände von 30 m bei einer Anzahl von 13 Kokillen je Bohrloch ermittelt, um die zulässige Grenztemperatur von 100°C an der Kontaktfläche zur geotechnischen Barriere (Bentonitringe) nicht zu überschreiten. Für die CSD-B- und CSD-C-Kokillen werden Bohrlochabstände und die Anzahl pro Bohrloch einlagerbarer Kokillen nach anderen Kriterien bestimmt. Die Bohrlochabstände ergeben sich aus betrieblichen Aspekten (keine Behinderung von Betriebsabläufen) und werden auf 20 m festgelegt. Die Anzahl der pro Bohrloch einlagerbaren Kokillen wird durch mechanische Kriterien (Kokillenstabilität) konservativ auf maximal 15 beschränkt. Im Rahmen des Sicherheitsnachweises ist diese Annahme durch prüfstatische Berechnungen jedoch noch zu belegen.

Grundsätzlich können HAW- sowie CSD-B- und CSD-C-Kokillen auch gemeinsam im selben Bohrloch eingelagert werden. Aufgrund des Mengenverhältnisses von HAW- und MAW-Kokillen von 1:2 ließen sich jeweils 1 HAW-Kokille im Wechsel mit 2 MAW-Kokillen einbringen. Infolge des geringeren Wärmeeintrags der auf 5 reduzierten Anzahl von HAW-Kokillen pro Bohrloch könnte dann generell von einer Gesamtanzahl von 15 Kokillen pro Bohrloch ausgegangen werden. Dadurch würde sich die Gesamtanzahl erforderlicher Bohrlöcher von 788 auf 749 verringern. Im Hinblick auf die durch die Zwangsreihenfolge bei der Einlagerung verschiedener Kokillen bedingte geringere Flexibilität wird jedoch konservativ von getrennten Einlagerungsfeldern ausgegangen.

Die Länge der Einlagerungsstrecken beträgt ca. 380 m. Dabei sind der schachtabgewandte Einfahrtbogen für den gleisgebundenen Gebindetransport, mögliche Streckenverschlüsse sowie handhabungstechnische Reserven berücksichtigt. Die festgelegte Länge von 380 m ergibt sich aus dem Bohrlochabstand für die HAW-Einlagerung in Verbindung mit einer weitgehenden Ausnutzung der nach §49 (3) ABVO auf maximal 400 m begrenzten Länge, bis zu der in den Streckenvortrieben keine zusätzlichen Einrichtungen (z. B. Fluchtcontainer) zum Schutz der Belegschaft vor Brandschwaden im Brandfall erforderlich sind. Für die Einlagerungsstrecken für die CSD-B- und CSD-C-Kokillen wird die gleiche Länge angesetzt.

Basierend auf den Randbedingungen sind für die Einlagerung der insgesamt 3767 HAW-Kokillen 27 Einlagerungsstrecken mit jeweils 11 Bohrlöchern erforderlich, wobei die Anzahl der pro Einlagerungsstrecke eingelagerten Behälter 143 beträgt. Die Anzahl der Einlagerungsstrecken pro Einlagerungsfeld beträgt 7. Jeweils 2 Einlagerungsfelder sind zu Einlagerungsabteilungen zusammengefasst, die sich die Gebindetransportstrecken mit der benachbarten Abteilung teilen.

Für die Einlagerung der insgesamt 7462 CSD-B- und CSD-C-Kokillen sind 32 Einlagerungsstrecken mit jeweils 16 Bohrlöchern erforderlich, wobei die Anzahl der pro Einlagerungsstrecke eingelagerten Behälter 240 beträgt. Die Anzahl der Einlagerungsstrecken pro Einlagerungsfeld beträgt 8. Analog zu den HAW-Feldern sind hier ebenfalls jeweils 2 Einlagerungsfelder sind zu Einlagerungsabteilungen zusammengefasst, die sich die Gebindetransportstrecken mit der benachbarten Abteilung teilen.

Die erforderlichen Streckenquerschnitte ergeben sich in erster Linie aus den Abmessungen der größten eingesetzten maschinellen Betriebsmittel – Abbildung 4-78. Bei der Richtstrecke

Haufwerkstransport (Abbildung 4-78 – links oben) wird der Querschnitt durch den Platzbedarf einer schweren Teilschnittmaschine (100 t-Klasse), die Gurtförderanlage für den Haufwerkstransport und den Fahrweg (Personenfahrt) bestimmt. Bei der Richtstrecke Gebindettransport und den Querschlägen (Abbildung 4-78 – rechts oben) ergibt sich der Querschnitt einerseits aus dem Platzbedarf für den gleisgebundenen Umzug der Einlagerungsvorrichtung auf dem Plateauwagen, dem Lichtraumprofil für Gleislofsfahrzeuge und dem Personalfahrweg. Dabei wird davon ausgegangen, dass während des Umzugs der Einlagerungsvorrichtung keine Gleislofsfahrzeuge in dem zu durchfahrenden Abschnitt zwischen den Aufstellungsorten verkehren. Für die Abwetterstrecke (Abbildung 4-78 – links unten) wird der Platzbedarf für Gleislofsfahrzeuge und den Fahrweg unterstellt. Bei der Einlagerungsstrecke (Abbildung 4-78 – rechts unten) wird der Querschnitt im Bereich der Bohrlöcher durch die höchste Stellung der Einlagerungsvorrichtung bestimmt ($H = 5,3 \text{ m}$). Zwischen den Bohrlöchern ergibt sich der Querschnitt aus dem geringeren Lichtraumprofil der zum Umzug auf dem Plateauwagen abgesenkten Einlagerungsvorrichtung ($H = 3,1 \text{ m}$).

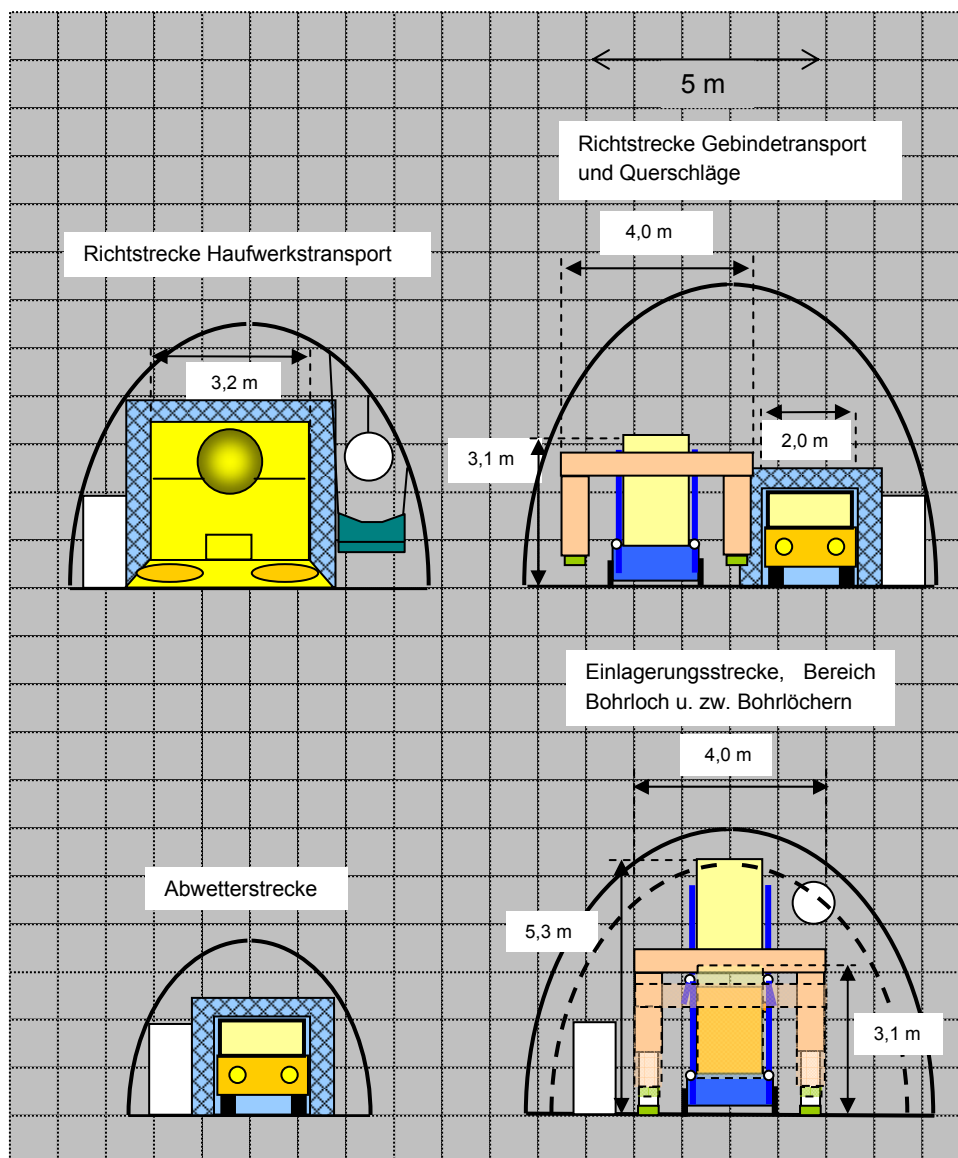


Abbildung 4-78: Querschnittsbedarf in Richtstrecken, Querschlägen und Einlagerungsstrecken für die Bohrlöchlagerung von HAW-Kokillen sowie CSD-B- und CSD-C-Kokillen

Zusammenfassend ergeben sich die lichten Streckenquerschnitte wie folgt:

- Richtstrecken
 - Haufwerkstransport (Teilschnittmaschine der 100 t-Klasse, Gurtförderanlage und Fahrweg): 32 m²
 - Gebindettransport (Umsetzen Einlagerungsvorrichtung, Befahrungsfahrzeuge, Fahrweg): 42 m²
 - Abwetterführung (Befahrungsfahrzeuge, Fahrweg): 15 m²
- Querschläge (Umsetzen Einlagerungsvorrichtung, Befahrungsfahrzeuge, Fahrweg): 42 m²
- Einlagerungsstrecken:
 - Bereich Bohrlöcher (Einlagerungsvorrichtung, Fahrweg): 40 m²
 - Bereich zwischen Bohrlöchern (Umsetzen Einlagerungsvorrichtung, Fahrweg): 30 m²

Abbildung 4-79 zeigt die der Konzeption der Einlagerungsfelder für HAW-Kokillen sowie für CSD-B- und CSD-C-Kokillen zugrunde gelegten Streckenabstände in einem Schnitt rechtwinklig zu den Richtstrecken.

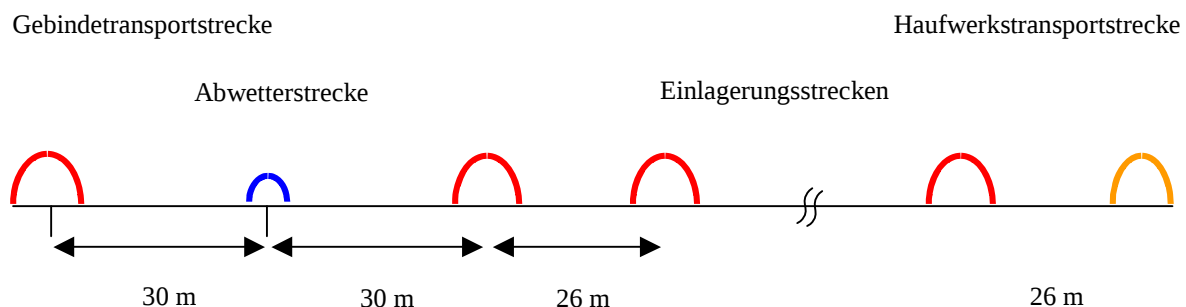


Abbildung 4-79: Abstände zwischen Richt- und Einlagerungsstrecken

Die Breite der Einlagerungsfelder für HAW-Kokillen beträgt zwischen Gebinde- und Haufwerkstransportstrecke unter Zugrundelegung vorstehender Streckenmittenabstände und 7 Einlagerungsstrecken pro Feld ca. 242 m.

Bei den Einlagerungsfeldern für die CSD-B- und CSD-C-Kokillen mit 8 Einlagerungsstrecken pro Feld beträgt die Breite zwischen Gebinde- und Haufwerkstransportstrecke unter Zugrundelegung vorstehender Streckenmittenabstände ca. 268 m.

In Abbildung 4-80 ist die Anordnung der Einlagerungsfelder für die Einlagerung von HAW-Kokillen (28 Einlagerungsstrecken möglich, jedoch nur 27 erforderlich) sowie von CSD-B- und CSD-C-Kokillen (32 Einlagerungsstrecken) dargestellt.

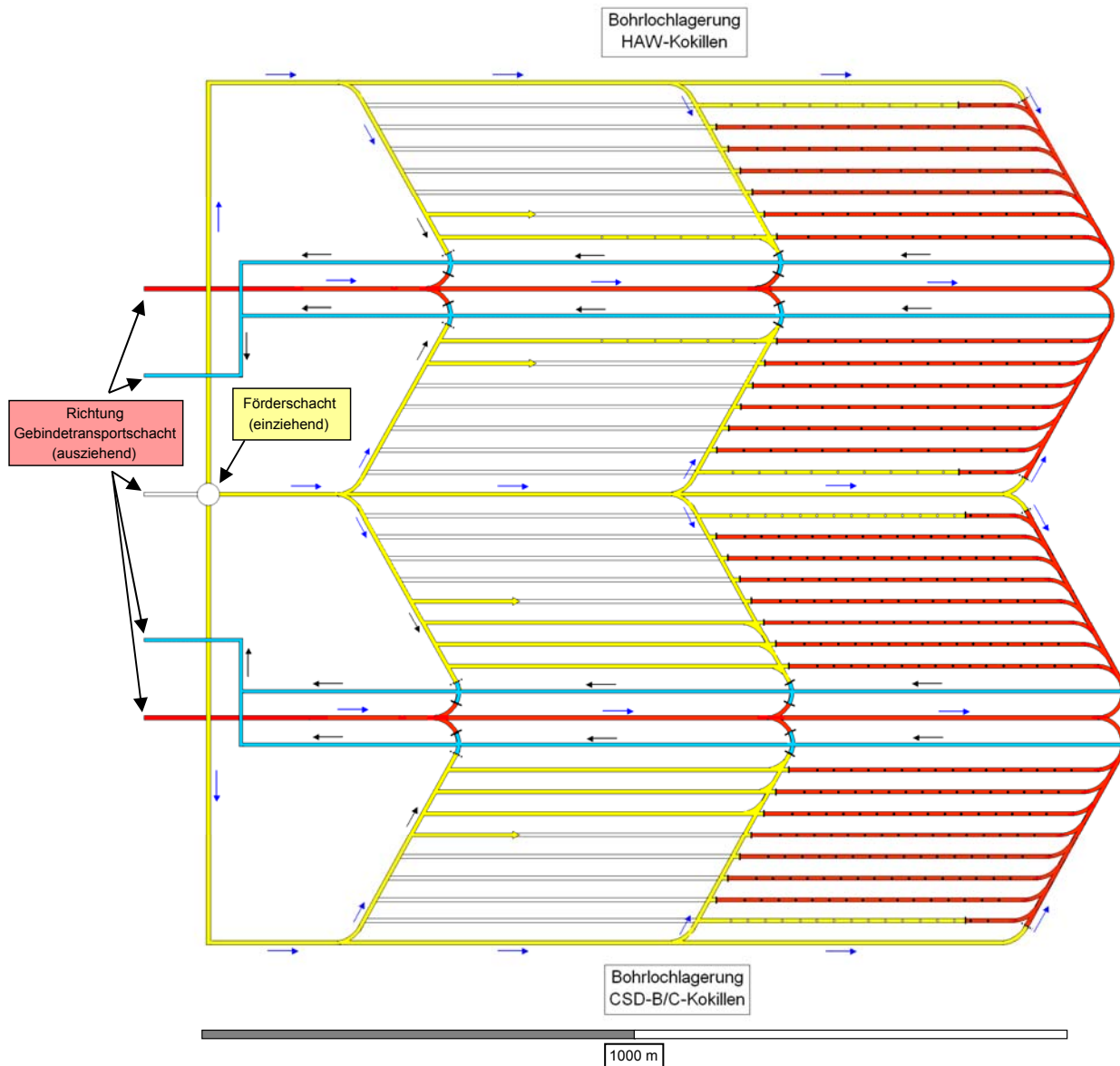


Abbildung 4-80: Grubengebäudezuschnitt für die Bohrlochlagerung von HAW-Kokillen (oben) sowie von CSD-B- und CSD-C-Kokillen (unten)

Die zum Überwachungsbereich zugehörigen Grubenbaue sind gelb unterlegt. Dort finden die Auffahraktivitäten und Haufwerkstransporte statt. Die rot und blau unterlegten Grubenbaue gehören zum Kontrollbereich. Der Gebindetransport und die Einlagerung erfolgen in den rot unterlegten und die Abwetterführung in den blau unterlegten Grubenbauen.

Die Felder für die HAW-Kokillen (oben) und CSD-B- und CSD-C-Kokillen (unten) sind verbunden über die mittig liegende Haufwerkstransportstrecke. Insgesamt sind 3 Richtstrecken für den Haufwerkstransport, 2 Richtstrecken für den Gebindetransport und 4 Abwetterstrecken erforderlich. Die Abwetterstrecken sind beidseitig der Gebindetransportstrecken paarweise angeordnet.

Damit ergeben sich die Auffahrlängen für das Grubenfeld wie folgt:

- Richtstrecken
 - Haufwerkstransport: $3 \times (2 \times 388,5\text{m} + 8,5\text{m}) = 2,4 \text{ km}$
 - Gebindettransport: $2 \times (2 \times 388,5\text{m} + 8,5\text{m}) = 1,6 \text{ km}$
 - Abwetterführung: $4 \times (2 \times 388,5\text{m} + 8,5\text{m}) = 3,2 \text{ km}$
- Querschläge
 - HAW-Kokillen (7 Einlagerungsstrecken pro Feld): $6 \times 280\text{m} = 1,7 \text{ km}$
 - CSD-B/C-Kokillen (8 Einlagerungsstrecken pro Feld): $6 \times 310\text{m} = 1,9 \text{ km}$
- Einlagerungsstrecken
 - HAW-Kokillen: $27 \times 380\text{m} = 10,3 \text{ km}$
 - CSD-B/C-Kokillen : $32 \times 380\text{m} = 12,2 \text{ km}$

Unter Einbeziehung der Breite eines Querschlags von ca. 8,5 m sowie der Breite der Richtstrecke Haufwerkstransport von ca. 8 m ergibt sich der Flächenbedarf für das Grubenfeld (ohne Berücksichtigung der außerhalb liegenden Infrastrukturstrecken) wie folgt:

- Felder für HAW-Kokillen:
 $F = L \times B = (2 \times 388,5\text{m} + 8,5\text{m} + 242\text{m} \times \tan 30^\circ) \times (2 \times 242\text{m} + 8/2\text{m}) = 0,45 \text{ km}^2$
- Felder für CSD-B- und CSD-C-Kokillen:
 $F = L \times B = (2 \times 388,5\text{m} + 8,5\text{m} + 268\text{m} \times \tan 30^\circ) \times (2 \times 268\text{m} + 8/2\text{m}) = 0,51 \text{ km}^2$

Die erforderlichen Ausbruchvolumina für die Bohrlochlagerung von HAW-Kokillen sind in Tabelle 4-14 dargestellt.

Tabelle 4-14: Zusammenstellung Auffahrlängen und Ausbruchvolumina für die Bohrlochlagerung von HAW-Kokillen

	lichter Querschnitt	Ausbruch- querschnitt	Länge	Ausbruch- volumen
	m ²	m ²	m	m ³
Richtstrecken Haufwerkstransport	32	39,7	1.200	47.614
Richtstrecken Gebindettransport	42	52,6	800	42.055
Abwetterstrecken	15	19,0	1.600	30.432
Querschläge	42	52,6	1.700	89.367
Einlagerungsstrecken an Bohrlöchern	40	45,5	1.450	66.019
Einlagerungsstrecken zw. Bohrlöchern	30	33,4	8.810	294.034
Summe Ausbruchvolumen				569.520

Danach ergibt sich ein Gesamtausbruchvolumen von ca. 0,57 Mio m³, von dem etwa 36 % auf die Infrastrukturstrecken und 64 % auf die Einlagerungsstrecken entfallen.

Das gebindespezifische Ausbruchvolumen ergibt sich unter Zugrundelegung des Gesamtausbruchvolumens zu 151 m³ pro HAW-Kokille.

Unter Einbeziehung der 50 m tiefen Einlagerungsbohrlöcher (290 für HAW-Kokillen) mit einem Durchmesser von ca. 1,15 m und der Bohrlochkeller mit einer Länge von 4 m, einer

Breite von 2 m und einer Tiefe von 1,8 m erhöht sich das gebindespezifische Ausbruchvolumen auf 156 m³ pro HAW-Kokille.

Die erforderlichen Ausbruchvolumina für die Bohrlochlagerung von CSD-B und CSD-C sind in Tabelle 4-15 dargestellt.

Tabelle 4-15: Zusammenstellung Auffahrlängen und Ausbruchvolumina für die Bohrlochlagerung von CSD-B und CSD-C

	lichter Querschnitt	Ausbruch- querschnitt	Länge	Ausbruch- volumen
	m ²	m ²	m	m ³
Richtstrecken Haufwerkstransport	32	39,7	1.200	47.614
Richtstrecken Gebindettransport	42	52,6	800	42.055
Abwetterstrecken	15	19,0	1.600	30.432
Querschläge	42	52,6	1.900	99.881
Einlagerungsstrecken an Bohrlöchern	40	45,5	2.490	113.370
Einlagerungsstrecken zw. Bohrlöchern	30	33,4	9.670	322.736
Summe Ausbruchvolumen				656.088

Danach ergibt sich ein Gesamtausbruchvolumen von ca. 0,66 Mio m³, von dem etwa 34 % auf die Infrastrukturstrecken und 66 % auf die Einlagerungsstrecken entfallen.

Das gebindespezifische Ausbruchvolumen ergibt sich unter Zugrundelegung des Gesamtausbruchvolumens zu 88 m³ pro CSD-B bzw. CSD-C.

Unter Einbeziehung der 50 m tiefen Einlagerungsbohrlöcher (498 für CSD-B und CSD-C) mit einem Durchmesser von ca. 1,15 m und der Bohrlochkeller mit einer Länge von 4 m, einer Breite von 2 m und einer Tiefe von 1,8 m erhöht sich das gebindespezifische Ausbruchvolumen auf 93 m³ pro CSD-B bzw. CSD-C.

5 Beschreibung des HAW-Endlagers

5.1 Zugänge zum Einlagerungshorizont

Die für das HAW-Endlager vorgesehene Tonformation wird durch zwei Tagesschächte erschlossen. Der Einlagerungshorizont liegt in 350 m Teufe. Die Anordnung der Schächte erfolgt zentral auf einer gemeinsamen Schachtanlage.

Der dem Überwachungsbereich zugeordnete Schacht (Förderschacht) hat folgende Funktionen:

- Frischwetterschacht (einziehend)
- Haufwerksförderung
- Personal- und Materialtransport

Der dem Kontrollbereich zugeordnete Schacht (Gebindetransportschacht) hat folgende Aufgaben:

- Abwetterschacht (ausziehend)
- Gebindetransport
- Personal- und Materialtransport

Der Frischwetterschacht dient dem Haufwerkstransport aus der Streckenauffahrung nach über Tage soweit das Haufwerk nicht für Versatzzwecke verwendet wird. Dazu ist dieser mit einer Skipförderanlage ausgestattet. Für die Personenseilfahrt und den Materialtransport dient ein Fördergestell. Als Fördermaschine ist eine Koepe-Maschine vorgesehen. Darüber hinaus wird eine mittlere Seilfahranlage als Hilfsfahranlage vorgesehen, die als Trommelmaschine ausgelegt wird. Vorbehaltlich weiterführender Planungen werden für die Fördergestelle und das Fördergefäß die gleichen Abmessungen wie für den Schacht 1 des Erkundungsbergwerks Gorleben zugrunde gelegt - Abbildung 5-1.

Der lichte Schachtdurchmesser beträgt 7,5 m. Das Fördergestell für die Hauptseilfahrt (Abmessungen 5,2 m x 2,7 m) ist ausgelegt zur Aufnahme von maximal 60 Personen. Das Fördergestell der mittleren Seilfahranlage (Abmessungen 1,6 m x 0,8 m) kann maximal 12 Personen (auf 2 Etagen) aufnehmen. Das Skipgefäß (Abmessungen 3 m x 1,5 m) besitzt eine maximale Nutzlast von 25 t. Die maximale Nutzlast für Schwerlasttransport im Fördergestell beträgt ebenfalls 25 t. Der Gewichtsausgleich erfolgt mit Hilfe eine Ballastwagens, der bei Gefäßförderung auf das Fördergestell und bei Schwerlastförderung auf das Fördergefäß aufgeschoben wird.

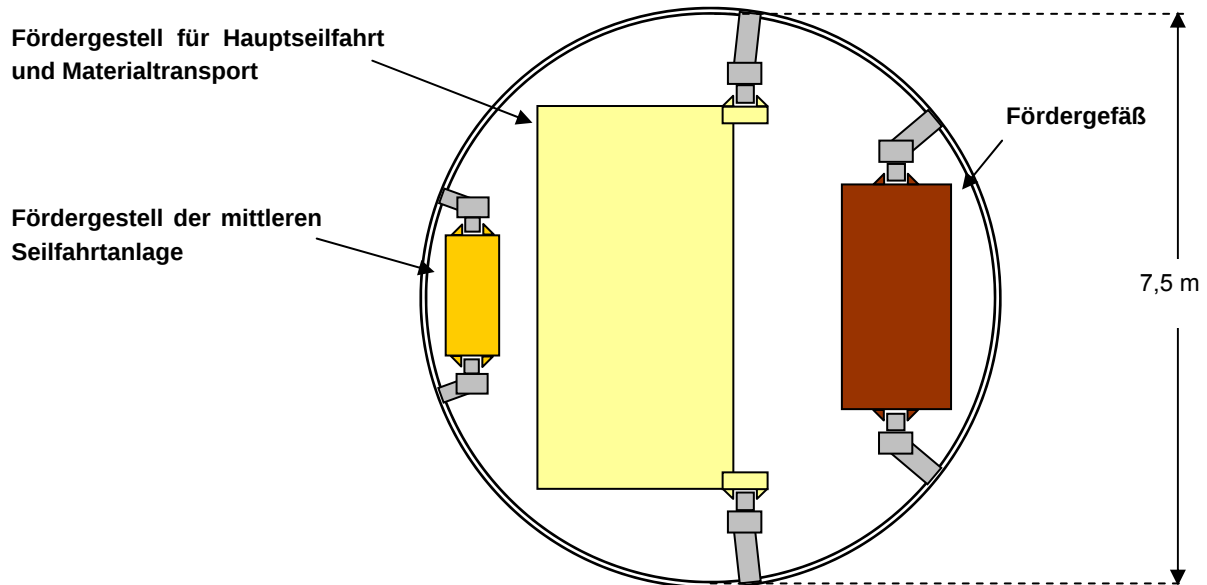


Abbildung 5-1: Schachtscheibe des Förderschachts

Für den Gebindetransportschacht kann das für eine Einlagerung von POLLUX-Behältern in einer Salzformation entwickelte Konzept der Schachtförderanlage [DEAB 1994] im Wesentlichen übernommen werden. Unterschiede ergeben sich nur in der geringeren erforderlichen Nutzlast von etwa 60 bis 65 t für den mit einer BSK 3 beladenen Transferbehälter einschließlich Plateauwagen anstelle von 85 t.

Die o. g. Schachtförderanlage ist als Mehrseil-Koepeförderung mit Gegengewichtstrum geplant. Neben dem Transport von Plateauwagen dient das Fördergestell auch dem Materialtransport. Ferner ist eine mittlere Seilfahrtanlage als Hilfsfahranlage vorgesehen, die als Trommelmaschine ausgelegt wird.

Abbildung 5-2 zeigt die Aufteilung der Schachtscheibe [Filbert et al. 1998] mit Darstellung der Umrisse des Plateauwagens mit BSK 3-Transferbehälter im Förderkorb.

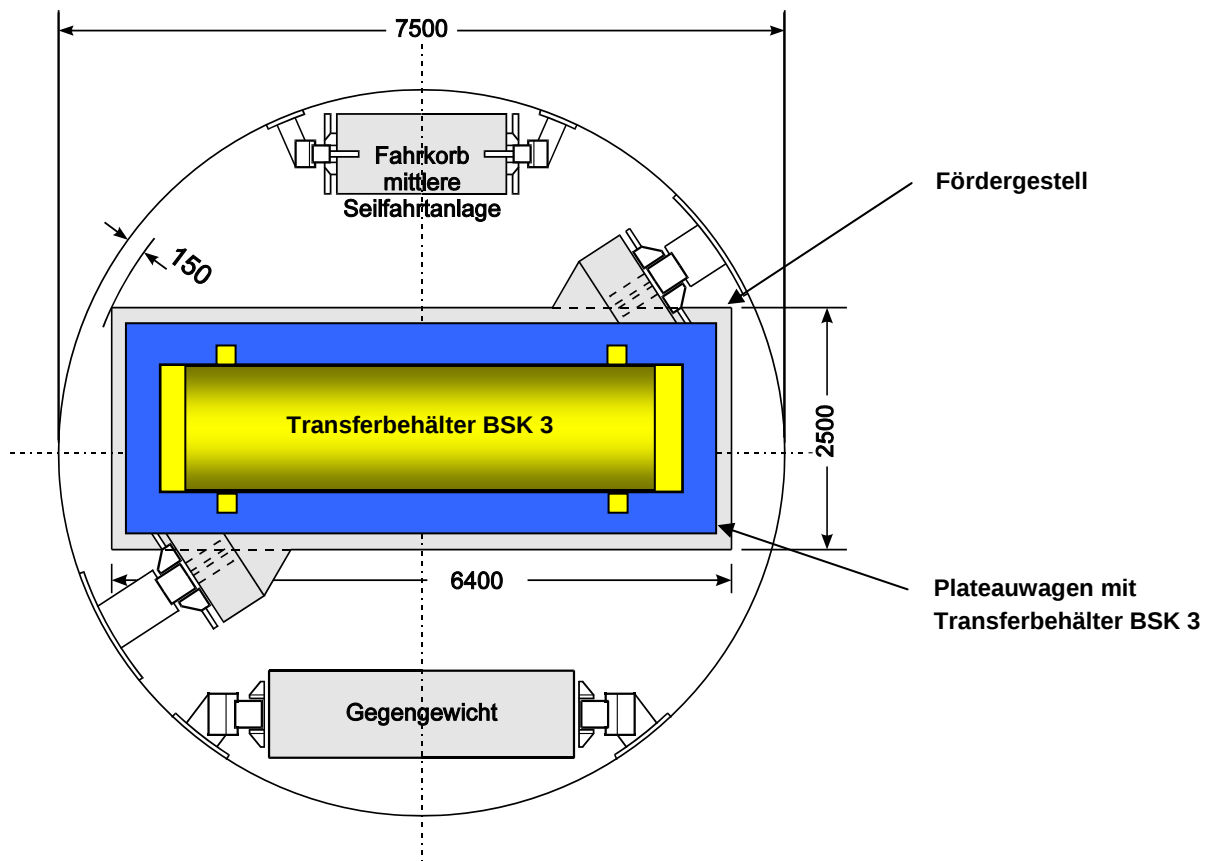


Abbildung 5-2: Schachtscheibe des Gebindetransportschachts

Die Abmessungen des Plateauwagens für den BSK 3-Transferbehälter betragen 6,15 m Länge über Puffer und 2,2 m Breite (FuE-Vorhaben ESRED-DENKMAL) und bestimmen damit die erforderlichen Abmessungen des Förderkorbes und den Schachtdurchmesser, der 7,5 m beträgt.

Abbildung 5-3 zeigt die Koepefördereinrichtung mit Treib- und Ablenkscheiben in Turmanordnung für den Gebindetransportschacht. Unter Berücksichtigung des Unterseiles zwischen Förderkorb und Gegengewicht ergibt sich eine Schachtteufe von ca. 400 m. Diese Schachtteufe wird auch für den Förderschacht zugrunde gelegt.

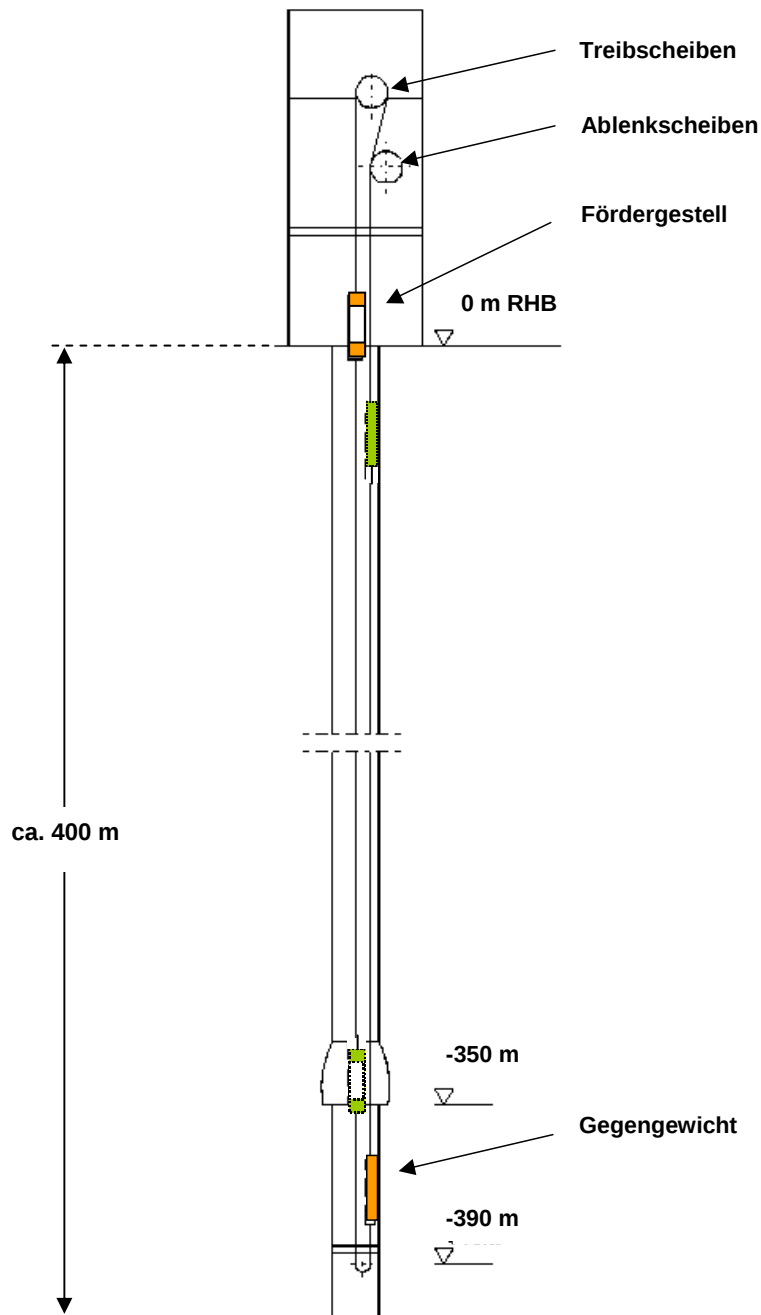


Abbildung 5-3: Koepefördereinrichtung

5.1.1 Herstellung der Schächte

5.1.1.1 Geologische Situation in der Standortregion Nord-1

Aus Bohrungen für die Erdölexploration ist die geologische Schichtenfolge in der Referenzstandortregion Nord-1 bekannt. Unterhalb einer quartären Schicht (Sand, Schluff und Kiese) mit einer Mächtigkeit von 0 bis 30 m stehen bis zu einer Tiefe von 250 m tonigmergelige Tonsteinschichten des Albs an. Das Alb ist durch Tonsteine mit wechselnden Karbonatanteilen gekennzeichnet. Im Raum Hannover wurden besonders große Mächtigkeiten festgestellt. Im Oberalb ist der sogenannte Flammenmergel aufgeschlossen, der z. T. stark verkieselt ist. Der im Unteralb auftretende Hilssandstein ist nur im südöstlichen Niedersächsischen Becken zu finden. Im Übergang zu den Unterkreide Tonschichten des Apts schließt sich die sogenannte Dunkle Tonstein-Folge an. Diese Formation ist durch einen hohen Gehalt an organischem Kohlenstoff und akzessorischen Anteilen an Pyrit gekennzeichnet.

In der daran anschließenden Formation des Apts in den Schichten des sogenannten Hedbergellen-Mergel soll das Endlager in einer Tiefe von ca. 350 m errichtet werden. Diese stark konsolidierten Tonsteinschichten beginnen in einer Tiefe von ca. 250 m und besitzen eine Mächtigkeit von etwa 200 m - Abbildung 5-4.

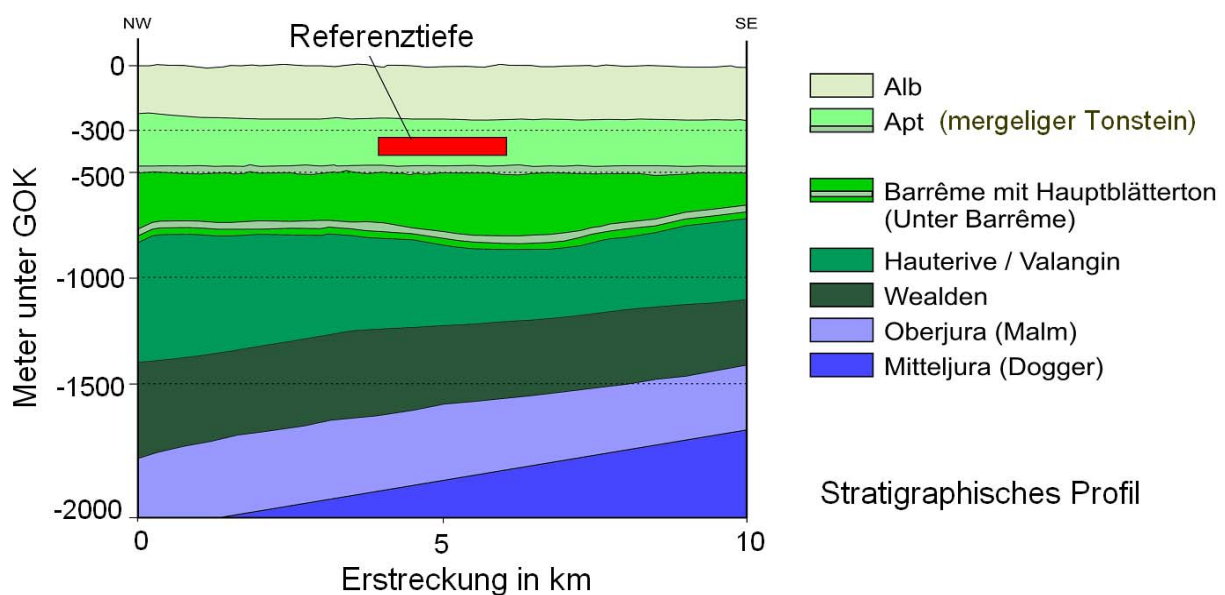


Abbildung 5-4: Potenzielles Wirtsgestein [Jobmann et al. 2007]

Im Liegenden schließen sich noch Tone des Unteren Apts (Fischschiefer), des Barrêmes (mit dem Hauptblättertton des Unter Barrême) und die Hauterive Tone an. An die genannten Tonformationen schließen sich noch Ablagerungen des Wealden (Tiefe ca. 1.300 – 1.600 m) an, die sandig ausgebildet sind.

Die gebirgsmechanischen Eigenschaften der entsprechenden Schicht sind bisher nicht ermittelt worden. Auf der Schachthanlage Konrad wurden auf dem 343 m- und 541 m-Niveau

Strecken in Unterkreide Tonen aufgefahen und geomechanische Untersuchungen von Lux und Wittke durchgeführt - Tabelle 5-1 und Tabelle 5-2.

Tabelle 5-1: Mechanische Parameter für das Wirtsgestein Nord 1 [Jobmann et al. 2007]

Festigkeitsparameter		Matrixparameter	Schichtungsparameter
Dichte	[kg/m³]	2520	
Elastizitätsmodul	[MPa]	4000	
Poissonzahl	[-]	0,35	
Zugfestigkeit	[MPa]	3,1	1,5
Spitzenkohäsion	[MPa]	8,6	6,4
Reibungswinkel	[°]	30,8	24,9
Restkohäsion	[MPa]	2,4	1,85
Restreibungswinkel	[°]	23	19,1

Tabelle 5-2: Thermische Parameter für das Wirtsgestein Nord 1 [Jobmann et al. 2007]

Parameter		Wert
Thermischer Ausdehnungskoeffizient	[1/K]	$2,8 \cdot 10^{-5}$
Wärmeleitfähigkeit horizontal	[W m ⁻¹ K ⁻¹]	2,41
Wärmeleitfähigkeit vertikal	[W m ⁻¹ K ⁻¹]	1,65
Spez. Wärmekapazität	[J kg ⁻¹ K ⁻¹]	1400

Die ermittelten Materialparameter werden auch dem Referenzstandort zugrunde gelegt, da hier mit einer ähnlichen gebirgsmechanischen Situation in Bezug auf Tiefenlage und petrographische Ausbildung der Gesteine zu rechnen ist.

Tonsteininformationen sind im Allgemeinen als trocken zu bezeichnen. In der Standortregion Nord 1 sind sowohl das Wirtsgestein des potenziellen Endlagers als auch das Deckgebirge vorrangig aus Tonsteinen aufgebaut. Insofern wird angenommen, dass für das Abteufen der Schächte mit Ausnahme der quartären Schichten im Wesentlichen von trockenen Bedingungen ausgegangen werden kann. Da sich der Referenzstandort zur Zeit der Ablagerung (Unterkreide) in der Beckenrandlage des Niedersächsischen Beckens befand, sind Festlandeinflüsse in Form von lokalen Feinsandschüttungen jedoch nicht gänzlich auszuschließen. In diesen Feinsandschüttungen ist möglicherweise mit Wasserzutritten zu rechnen.

Die für die Abteufplanung notwendigen Informationen können jedoch zuverlässig nur durch Untersuchungsbohrungen gewonnen werden, wobei je Schacht eine solche Bohrung bis zur Endteufe vorzusehen ist.

5.1.1.2 Teufverfahren

Die quartären Schichten (Sand, Schluff und Kiese) stehen in einer Mächtigkeit von 0 bis 30 m an. Für diesen wasserführenden und nicht standfesten Abschnitt kommen zur Herstellung des Vorschachts Sonderabteufverfahren infrage, bei denen der Ausbau der Abteufsohle voraussetzt. Abbildung 5-5 zeigt das Spundwandverfahren. Bei diesem werden ineinandergreifende Profilstahlbohlen in den Boden getrieben. Vor dem Einrammen wird ein Kreisring aus Magerbeton gegossen und auf ihm der Ansatz des Spundwandrings markiert. Durch die mit zunehmender Teufe wachsende Reibung zwischen Gebirge und Spundbohle ist die erreichbare Teufe auf rund 15 bis höchstens 25 m begrenzt.

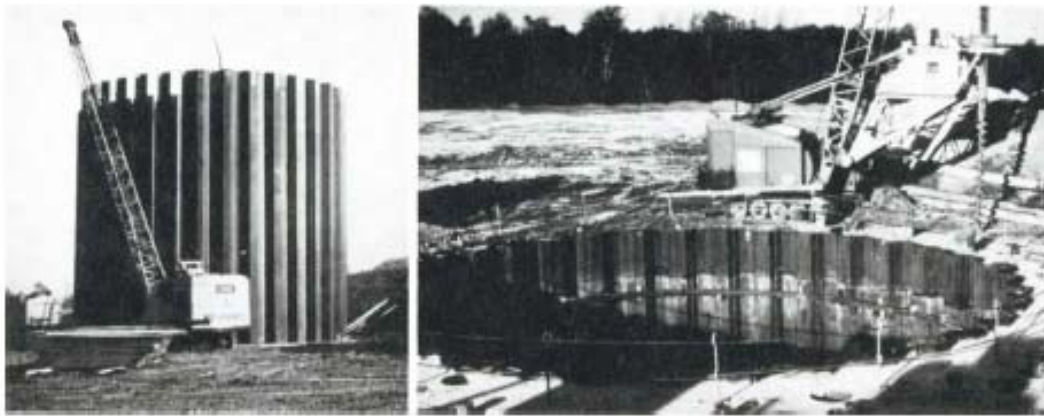


Abbildung 5-5: Spundwandverfahren am Beispiel Schacht Prosper 10 der RAG [Reuther 1989]

Beim Auftreten von grobem Geröll kann das Spundwandverfahren nicht angewendet werden. Eine mögliche Alternative stellt das Bohrpfehlverfahren dar, bei dem auch größere Teufen erreichbar sind. Bei diesem Verfahren werden überlappende Bohrlöcher mit einem Durchmesser von 0,5 bis 1,2 m hergestellt und anschließend mit Beton ausgegossen - Abbildung 5-6.



Abbildung 5-6: Bohrfahlverfahren [Reuther 1989]

Darüber hinaus gibt es weitere Verfahren wie Schlitzwandverfahren, Senkschachtverfahren, Caissonverfahren, auf die hier nicht im Einzelnen eingegangen werden soll und auf einschlägige Fachliteratur verwiesen wird.

Das Lösen des lockeren Gesteins in diesem Bereich erfolgt maschinell, z. B. mit Hilfe von Baggern (siehe Abbildung 5-6), Greifern oder Teilschnittmaschinen.

Nach Erreichen des festeren Gebirges geht man in der Regel zum Bohr- und Sprengverfahren über, das auch für die Unterkreidetone in der Standortregion Nord 1 in Frage kommt. Die Abschlaglänge beträgt üblicherweise 2 bis 3 m, in Sonderfällen auch 4 m oder mehr. Die Herstellung der Sprengbohrlöcher kann mit einem Schachtbohrgerät erfolgen, das mit bis zu sechs Bohrmaschinen ausgestattet sein kann – Abbildung 5-7.

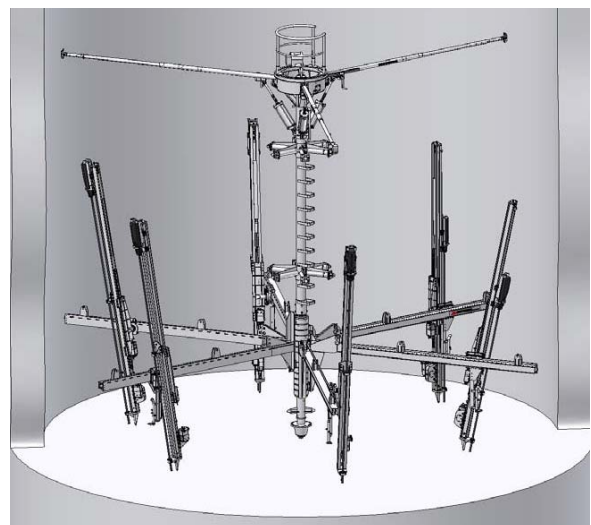
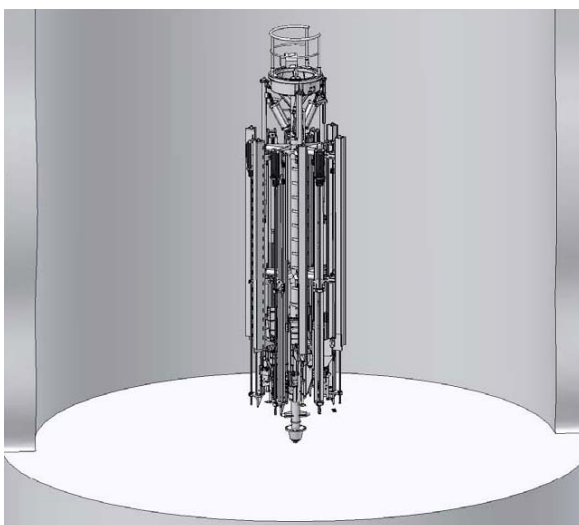


Abbildung 5-7: Schachtbohrgerät [Deilmann-Haniel 2007a]

Für den Transport durch die Schachtbühne zur Schachtsohle sind die Schachtbohrgeräte schirmartig zusammenfaltbar (Abbildung 5-7, links). Auf der Schachtsohle wird die Mittelsäule ausgerichtet und mit Spannstützen verspannt (Abbildung 5-7, rechts).

Das Laden des Haufwerks wird mit z. B. Lademaschinen auf Raupenfahrwerk, Bagger oder Mehrschalengreifer durchgeführt, die das Haufwerk auf der Schachtsohle einem Kübel zuführen. Abbildung 5-8 zeigt einen Mehrschalengreifer.



Abbildung 5-8: Mehrschalengreifer [IfB 2008c]

Neben dem konventionellen Abteufverfahren durch Bohren und Sprengen werden auch maschinelle Verfahren eingesetzt. Dies insbesondere dann, wenn der Ausbau aus gebirgsmechanischen Gründen frühzeitig eingebracht werden muss und keine großen unausgebauten Bereiche zulässt. In Abbildung 5-9 ist die Schacht-Helix der Fa. Paurat GmbH dargestellt, die in Abschnitten beim Teufen der Schächte Gorleben 1 und 2 zum Einsatz kam.

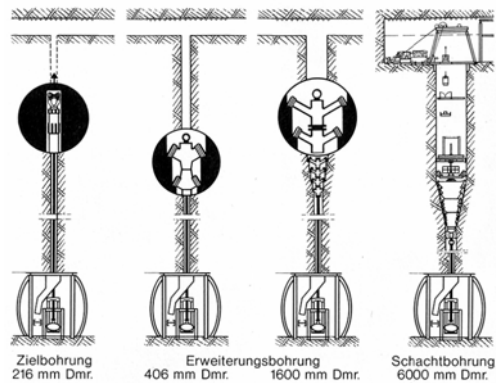


Abbildung 5-9: Schacht-Helix der Fa. Paurat

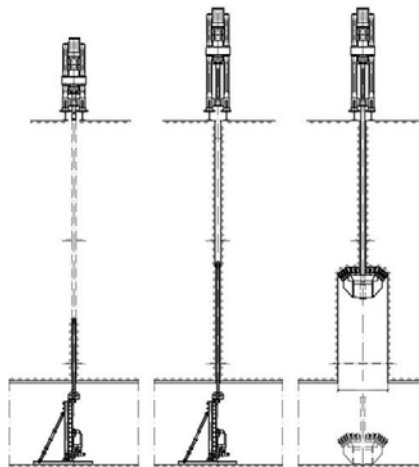
Andere denkbare Teufverfahren sind Bohrverfahren mit oder ohne Vorbohrloch. Diese kommen für den vorliegenden Anwendungsfall nicht in Frage und seien hier nur am Rande erwähnt, da sie entweder das Mitführen des Schachtausbaus nicht erlauben, eine Unterfahrung des herzustellenden Schachtes voraussetzen und/oder aufgrund der hydraulischen Bohrkleinabförderung sich für das Durchteufen einer Tonformation nicht eignen.

Bei den Bohrverfahren mit Vorbohrloch sind nach [IfB 2008c] drei Verfahren üblich - Abbildung 5-10.

Turmag-Verfahren
 (Bohren mit Gestänge
 von oben nach unten)
 [Reuther 1989]



Raisebohrverfahren
 (Bohren mit Gestänge
 von unten nach oben)
 [Deilmann-Haniel 2007b]
 (Abbildung bearbeitet)



Gesenkbohrmaschine
 (Bohren ohne Gestänge
 von oben nach unten)
 [Reuther 1989]

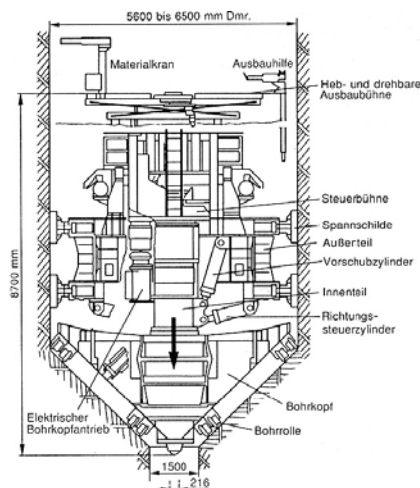
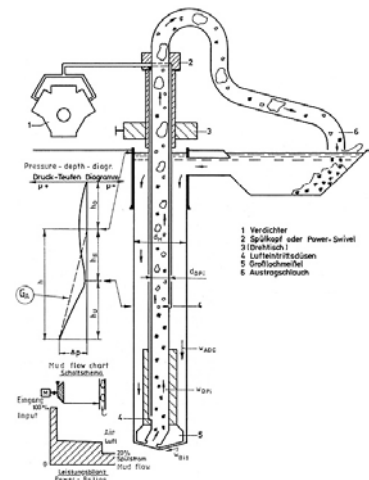


Abbildung 5-10: Bohrverfahren mit Vorbohrloch

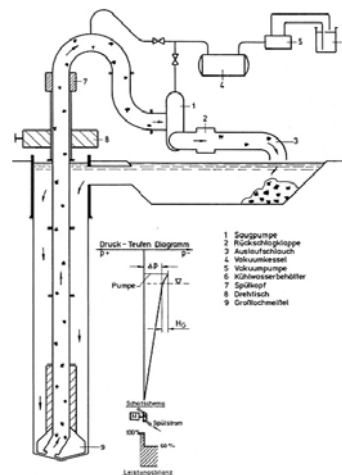
Die Bohrverfahren mit Vorbohrloch kommen aufgrund der notwendigen Unterfahrung seltener zum Abteufen von Tagesschächten zum Einsatz und haben ihren Einsatzbereich mehr bei der Herstellung von Blindschächten. Das Raisebohrverfahren scheidet darüber hinaus für den vorliegenden Anwendungsfall schon deswegen aus, weil der Ausbau des Schachtes nicht zeitnah eingebracht werden kann.

Darüber hinaus existieren Bohrverfahren, die ohne Vorbohrloch zur Haufwerksförderung auskommen. Dies sind nach [IfB 2008c] die in Abbildung 5-11 dargestellten Verfahren.

Lufthebebohrverfahren
(Bohren mit Gestänge
von oben nach unten)
[Wirth 2004]



Saugbohrverfahren
(Bohren mit Gestänge
von oben nach unten)
[Wirth 2004]



Gesenkbohrmaschine
(Bohren ohne Gestänge
von oben nach unten)
[Reuther 1989]

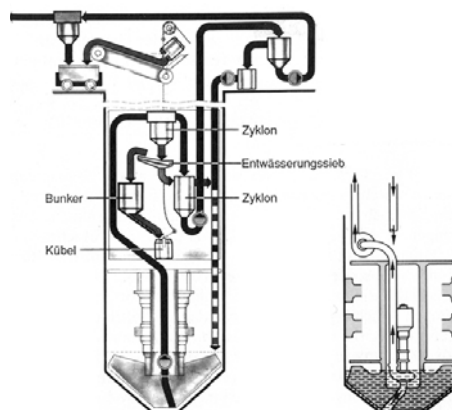


Abbildung 5-11: Bohrverfahren ohne Vorbohrloch

Das Lufthebebohrverfahren (Abbildung 5-11, oben) basiert auf dem Prinzip der Mammutpumpe. Durch Einblasen von Druckluft in das hohle Bohrgestänge wird ein Dichte-

unterschied zwischen innerer (Bohrgestänge) und äußerer Wassersäule (Ringraum) erzeugt, wodurch die mit Bohrklein beladene Spülung als 3-Phasen-Gemisch im Bohrgestänge aufsteigt. Eine Anwendung des Verfahrens erfordert einen Vorschacht, da eine kontinuierliche Förderung erst bei einem Verhältnis Eintauchtiefe der Druckluftdüse zu Förderhöhe von 2 zu 1 erreicht wird. Der Ausbau wird in den mit Spülung gefüllten Schacht unter Zuhilfenahme eines falschen Bodens eingeschwommen. Beim Saugbohrverfahren (Abbildung 5-11, Mitte) wird die mit Bohrklein beladene Spülung von einer über Tage befindlichen Pumpe angesaugt. Das Bohrloch ist auch hier mit Spülung gefüllt. Im Hinblick auf seine technisch begrenzte Teufe kommt es gegebenenfalls für die Herstellung des o. g. Vorschachtes in Frage, um dann auf das Lufthebebohrverfahren umstellen zu können.

Bei der Gesenkbohrmaschine (Abbildung 5-11, unten) erfolgt die Bohrkleinabfuhr im Bohrlochtiefsten ebenfalls hydraulisch. Über Pumpen wird mit Bohrklein beladene Spülung zunächst bis zu einer oberhalb der Bohrmaschine befindlichen Bühne gehoben und dort entwässert. Der weitere Transport des Bohrkleins erfolgt intermittierend mit Hilfe eines Kübels.

5.1.1.3 Sonderverfahren mit Verfestigung des Gebirges

Neben den oben genannten und nur für geringe Teufen geeigneten Verfahren zum Durchteufen von lockeren und/oder wasserführenden Schichten (Spundwand-, Bohrpfahlverfahren u. a.), bei denen der Ausbau der Abteufsohle voraussieht, existieren Verfahren, die im Gegensatz dazu darauf zielen, das Gebirge für die Teufarbeiten standfest zu machen. Zur temporären oder dauerhaften Verfestigung von nicht standfesten und/oder wasserführenden Bereichen werden zwei Verfahren angewandt, die auch bei großen Teufen eingesetzt werden können:

- Gefrierverfahren
- Injektionsverfahren

Mit dem Gefrierverfahren wird das Gebirge temporär solange verfestigt bis der Ausbau eingebracht ist. Dazu werden rund um den geplanten Schacht Gefrierbohrlöcher hergestellt, die anschließend mit einem Kühlmittel beaufschlagt werden - Abbildung 5-12.

Die Gefrierbohrlöcher bestehen aus einem Außenrohr aus Stahl und einem Fallrohr aus Kunststoff. Das Kühlmittel gelangt über das Fallrohr zur Bohrlochsohle und steigt im äußeren Ringraum wieder auf. Bei diesem Vorgang wird dem umliegenden Gebirge Wärme entzogen. Es entsteht ein standfester Frostkörper, in dessen Schutz der Schacht dann sicher abgeteuft werden kann. Nach Einbringen des wasserdichten Ausbaus wird der Frostkörper wieder aufgetaut.

Neben dem Gefrieren von über Tage ist auch ein absatzweises Gefrieren von der Schachtsohle möglich, z. B. bei unvermutetem Antreffen einer lockeren, wasserführenden Schicht.

Insgesamt ist das Gefrierverfahren ein sicheres, jedoch kostenintensives und zeitaufwändiges Verfahren.

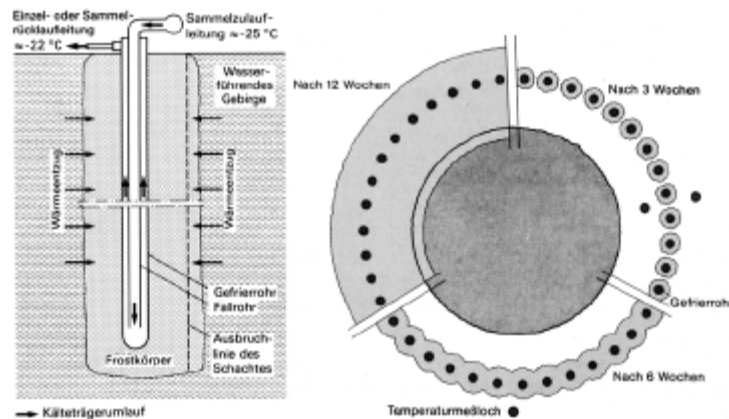


Abbildung 5-12: Gefrierschachtverfahren [Reuther 1989]

Neben dem Gefrierschachtverfahren besteht für das Durchteufen von lockeren und/oder wasserführenden Gebirgsschichten auch die Möglichkeit in der Anwendung von Injektionsverfahren, bei denen diese Bereiche dauerhaft verfestigt werden. Bei den Injektionsverfahren kommt das Zementiervorverfahren vorrangig zur Anwendung. Das Zementieren von Gebirgsschichten hat sich insbesondere als kostengünstiges Hilfsverfahren beim konventionellen Abteufen durchgesetzt. So wird es vorzugsweise beim abschnittsweisen Durchteufen von Schichten angewendet, die entweder wasserführend angetroffen werden oder auf Grund ihrer lockeren Beschaffenheit verfestigt werden müssen. Das Ausmaß der Zementierungsarbeiten hängt stark von der Art der Porosität bzw. Klüftigkeit des zu behandelnden Gesteins ab. Nach Möglichkeit sollten deshalb diese Parameter vorher durch Kernbohrungen ausreichend geklärt werden.

Beim Antreffen einer Wasserführung hat sich vielfach eine spezielle Verpresstrategie bewährt, die die Ausbildung einer regelrechten Zementierfront zum Schutz des Schachtes vorsieht. Bei einem ungleichmäßigen oder nur geringen Ausbreiten des Zementiermediums sind erforderlichenfalls unter Aufbohren der alten Zementierlöcher mehrfache Zementiervorgänge notwendig.

Ebenso muss die Art und Beschaffenheit des Zementiermediums den vorliegenden Verhältnissen angepasst werden. Neben unterschiedlichen Zementarten kommen in wachsendem Maße Kunststoffe zur Anwendung. Insbesondere bei geringen Wegsamkeiten ist der Frage der Viskosität der Verpumpmedien Beachtung zu schenken. Bei lockerem Gebirge sind die Porenräume teilweise so gering, dass sehr feinkörnige, sogenannte Ultrafeinzemente zur Anwendung kommen müssen. In kiesigen grobporigen Gebirgsschichten werden dagegen Normzemente verwendet. In sandigen Gebirgsschichten werden neben den eben genannten Injektionsmitteln auch schnell erhärtende Kunstharze eingesetzt.

Die Injektionsmittel lassen sich hinsichtlich ihrer Beschaffenheit wie folgt unterscheiden [IfB 2008c]:

- Grobdispers:
 - Zementsuspension
 - Ton-Zement-Suspension
 - Bentonit-Zement-Suspension
- Kolloiddispers:
 - Wasserglas mit Calciumchloridlauge
 - Bitumen
- Molekular- oder Ionendispers:
 - Kunstharze
 - Kunstharzmischungen

Neben der Porenstruktur der Gebirgsschichten sind der Grundwasserstand, -strömung und -zusammensetzung zu untersuchen. Diese Eigenschaften sind wichtig für Voraussagen der Verteilung der Injektionsmedien. Im gleichen Sinne ist auch die Höhe des maximalen Verpumpdrucks wichtig, um ein „Fracen“ des Gebirges und damit ein sekundäres Aufbrechen von neuen Klüften zu vermeiden [IfB 2008c].

5.1.1.4 Schachtausbau

Allgemein können gebirgsverbundener und gleitender Schachtausbau unterschieden werden. Während gebirgsverbundener noch unterteilt werden kann in offenen und geschlossenen Ausbau, ist Gleitausbau immer geschlossen. Tabelle 5-3 gibt einen groben Überblick über die Ausbaumaterialien.

Tabelle 5-3: Ausbaumaterialien

Gebirgsverbundener Ausbau	offen	Profilstahlringe
		Anker, Maschendraht
	geschlossen	Ziegel-, Betonformsteine
		Beton
		Stahlblechmantel, Beton
Gleitausbau	geschlossen	Tübbinge, Beton
		Stahlblechmantel, Beton, Asphalt
		Profilstahl, Beton, Asphalt

Für den vorliegenden Anwendungsfall in der Tonsteininformation ist der Ausbau über die gesamte Teufe geschlossen auszuführen. In der Regel wird heute für geschlossenen Schachtausbau Ortbeton mit konstruktiver Bewehrung verwandt. Ungeachtet einer etwaigen statischen Notwendigkeit werden allein aus bauverfahrenstechnischen Gründen üblicherweise Wandstärken von 30 bis 50 Zentimeter gewählt. Der Ausbau erfolgt in Gleit- oder Umsetzschalung häufig abschnittsweise mit Ringhöhen von etwa 4 m und geringen Zwischenräumen, um der Beweglichkeit der Schachtröhre Raum zu lassen [RAG 2008b]. Sofern sich Anforderungen an die Wasserdichtigkeit des Schachtausbaus ergeben, kommt ein Gleitausbau in Frage und dies insbesondere dann, wenn zum Verfestigen wasserführender

Bereiche das Gefrierverfahren zur Anwendung kommt. Dieser besteht z. B. (von außen nach innen) aus einem gebirgsverbundenen Außenausbau aus Beton, einer Asphaltgleitfuge, einem Stahlblechmantel und einer Innensäule aus Stahlbeton - Abbildung 5-13. Die Gleitfuge besitzt eine Dicke von etwa 15 bis 30 cm und lässt in gewissem Umfang Gebirgsbewegungen ohne weitere Beanspruchung des statisch wirksamen Innenausbaus zu. Der Stahlblechmantel bildet das Dichtelement.

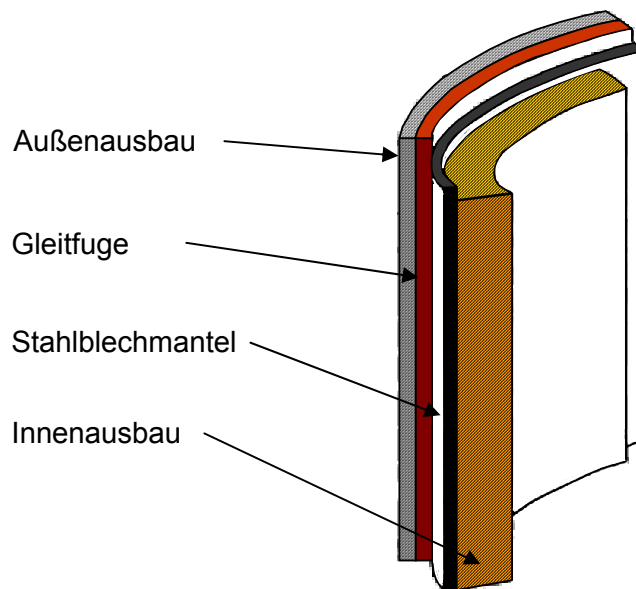


Abbildung 5-13: Beispielhafte Darstellung eines Gleitausbaus

Unterhalb der Fundamente für die Ausbausäulen, deren Lage erst nach Standortfestlegung und Untersuchung (Schachtvorbohrung) im Rahmen weiterführender Planungen bestimmt werden kann, ist der Schachtausbau zu ändern. Dies gilt auch für die Schachtanschlüsse (Füllortansätze, Abwettersammelstrecken beim Gebindetransportschacht und Skipbeschi-ckungsstrecke beim Förderschacht). Der Ausbau kann beispielsweise aus einem bewehrten Anker-Spritzbeton als vorläufigem Ausbau und aus Stahlprofilen mit Betonhinterfüllung als endgültigem Ausbau bestehen.

Beispielhaft sei hier der Ausbau einer Schachtglocke im Schacht AV8 auf dem Bergwerk Auguste Victoria/Blumenthal dargestellt – Abbildung 5-14.



Abbildung 5-14: Herstellung Schachtglocke AV8 [Thyssen Schachtbau 2002a]

5.2 Grubengebäude

5.2.1 Endlagerlayout

In der Modellregion Nord-1 befindet sich der Einlagerungshorizont in etwa 350 m Teufe. Die Erschließung des Einlagerungshorizontes erfolgt über 2 zentral angeordnete Schächte mit rückläufiger Wetterführung. Dadurch wird eine rückbauartige Einlagerung von den Grubenfeldgrenzen zu den Schächten hin mit Abwurf bereits belegter Einlagerungsfelder ermöglicht. Basierend auf den Zuschnitten der Einlagerungsfelder für BSK 3, HAW-Kokillen sowie CSD-B und CSD-C wurde das Grubengebäude entworfen - Abbildung 5-15.

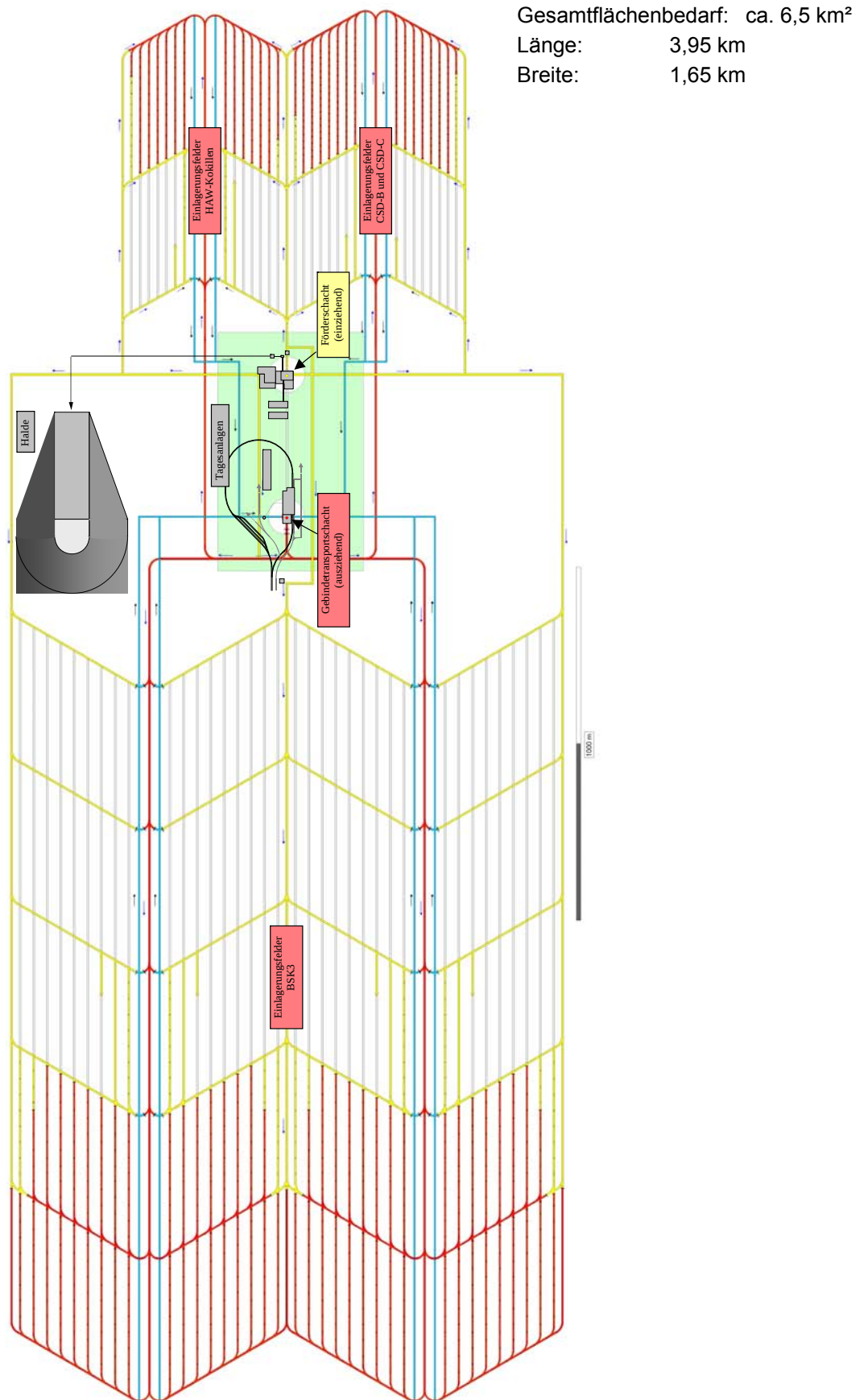


Abbildung 5-15: Grubengebäude des HAW-Endlagers

Das Grubengebäude ist unterteilt in einen Überwachungs- und einen Kontrollbereich. Im Überwachungsbereich finden sämtliche Auffahraktivitäten statt. Im Kontrollbereich erfolgt die Einlagerung. Der Zugang zum Endlager erfolgt über den einziehenden Frischwetterschacht, in dem auch die Haufwerksförderung stattfindet. Der Übergang vom Überwachungs- zum Kontrollbereich für das im Kontrollbereich tätige Personal befindet sich insofern unter Tage.

Beidseitig der Schächte sind die Einlagerungsfelder angeordnet. Auf der einen Seite befindet sich der Flügel für die ausgedienten Brennelemente (BSK 3) und auf der anderen der Flügel für die WA-Abfälle (HAW-, CSD-B- und CSD-C-Kokillen). Im zentralen Mittelfeld (Infrastrukturbereich) werden die untertägigen Grubennebenräume angelegt. Der Abstand der Schächte wird unter Berücksichtigung des Flächenbedarfs der untertägigen Grubennebenräume sowie der Tagesanlagen mit etwa 400 m angenommen. Die Schachtsicherheitspfeiler werden mit einem Durchmesser von 100 m angesetzt. Innerhalb dieser Bereiche wird die Herstellung von Grubenbauen auf das Notwendigste begrenzt.

Die Zuschnitte der Einlagerungsbereiche sind dadurch gekennzeichnet, dass jedes Einlagerungsfeld an drei Richtstrecken angeschlossen ist, von denen zwei der Frischwetterversorgung dienen und eine als gemeinsame Abwetterstrecke fungiert. Die Richtstrecken für den Haufwerkstransport (gelb) sind dem Überwachungsbereich zugeordnet, in dem sämtliche Auffahraktivitäten einschließlich Bohrlochherstellung und -herrichtung stattfinden. Die Richtstrecken für den Gebindettransport (rot) sind dem Kontrollbereich zugeordnet, in dem die Einlagerung erfolgt. Die der Abwetterführung dienenden Strecken (blau) sind ebenfalls Bestandteil des Kontrollbereichs. An Kreuzungspunkten außerhalb der Einlagerungsfelder sind die Strecken nicht niveaugleich, sondern so angeordnet, dass Abwetter- oder Haufwerkstransportstrecken oberhalb der söhligen Gebindettransportstrecken und Abwetterstrecken oberhalb Haufwerkstransportstrecken verlaufen.

Getrennt durch eine umsetzbare, temporäre Absperrung zur Trennung des Überwachungsbereiches vom Kontrollbereich in den Querschlägen und zusätzlich in den Einlagerungstrecken bei der Bohrlochlagerung ermöglichen die Zuschnitte eine in Bezug zur Einlagerung spätestmögliche Auffahrung und Herrichtung von Strecken und Bohrlöchern und damit geringe Offenstandszeiten. Aus diesem Grund sind die Einlagerungstrecken auch durchschlägig. Getrennt durch die temporäre Absperrung erfolgt im Überwachungsbereich sukzessive die Herstellung und Herrichtung der Einlagerungsbohrlöcher und im Kontrollbereich derselben Strecke die Einlagerung.

Im Mittelfeld sind die erforderlichen Grubennebenräume angeordnet. Eine Übersicht über die Grubennebenräume für den Überwachungs- und Kontrollbereich gibt Tabelle 5-4.

Tabelle 5-4: Grubennebenräume im Mittelfeld des HAW-Endlagers

Mechanische Werkstatt	ÜB	KB
Elektrowerkstatt	ÜB	KB
Lok-Werkstatt		KB
KfZ-Werkstatt	ÜB	KB
Batterieladeraum	ÜB	KB
Betankungsanlage	ÜB	KB
Öl- und Schmierstofflager	ÜB	KB
Bohrkernlager	ÜB	
Warte		KB
Strl.-Sch.-Warte		KB
Dekontaminationsraum		KB
Trafo Räume	ÜB	KB
Sprengmittellager	ÜB	
Aufenthaltsraum	ÜB	KB
Materiallager	ÜB	KB
Fahrzeugabstellräume	ÜB	KB
Grubenwehrgeräteraum	ÜB	KB
Erste-Hilfe-Raum	ÜB	KB
Sanitärraum	ÜB	KB

Einschließlich des zentralen Haufwerksbunkers wird unter Berücksichtigung der Planungen zum potenziellen Endlager in Gorleben und der hier nur einsöhligen Ausrichtung das hierfür zu erstellende Hohlraumvolumen auf etwa 150 Tm³ geschätzt.

Der zentrale Haufwerksbunker ist im Bereich des Förderschachts angeordnet. Dort laufen die Haufwerksströme aus den verschiedenen Auffahrbereichen zusammen. Das für Versatzzwecke erforderliche Haufwerk wird dort abgezogen und gelangt nach Durchlaufen einer Versatzaufbereitungsanlage in einen nachgeschalteten Bunker, der die Grenze zwischen Überwachungs- und Kontrollbereich bildet. Von dort wird das Versatzmaterial den Versatzorten zugeführt und eingebracht.

Das nicht für Versatzzwecke nutzbare Haufwerk wird vom zentralen Haufwerksbunker mit Hilfe eines Stetigförderers der Gefäßfüllanlage am Förderschacht zugeführt und aus der Messtasche der Gefäßfüllanlage dem Fördergefäß übergeben. Über Tage wird das Gefäß in der Gefäßentladeanlage entleert und das Haufwerk mittels Stetigförderer einer Umladeanlage mit Bunker zugeführt. Von dort aus gelangt das Haufwerk entweder mit Pendel- oder Stetigfördermittel und Absetzer auf die Halde.

Der Flächenbedarf des Grubengebäudes beträgt bei einer Länge von 3,95 km und einer Breite von 1,65 km insgesamt ca. 6,5 km².

5.2.2 Betriebsmittel und Betriebsablauf für Einlagerung und Versetzen

Sämtliche Endlagerbehälter werden für den innerbetrieblichen Transport über und unter Tage in der Umladeanlage in abschirmende Transferbehälter umgeladen und auf Plateauwagen am Füllort über Tage bereit gestellt. Der Transport nach unter Tage erfolgt mit dem Fördergestell der Hauptseilfahrtanlage. Dabei kann das Fördergestell entweder einen großen Plateauwagen mit einem BSK 3-Transferbehälter aufnehmen oder gleichzeitig zwei kleine Plateauwagen mit Transferbehältern für HAW-Kokille, CSD-B oder CSD-C – Abbildung 5-16.

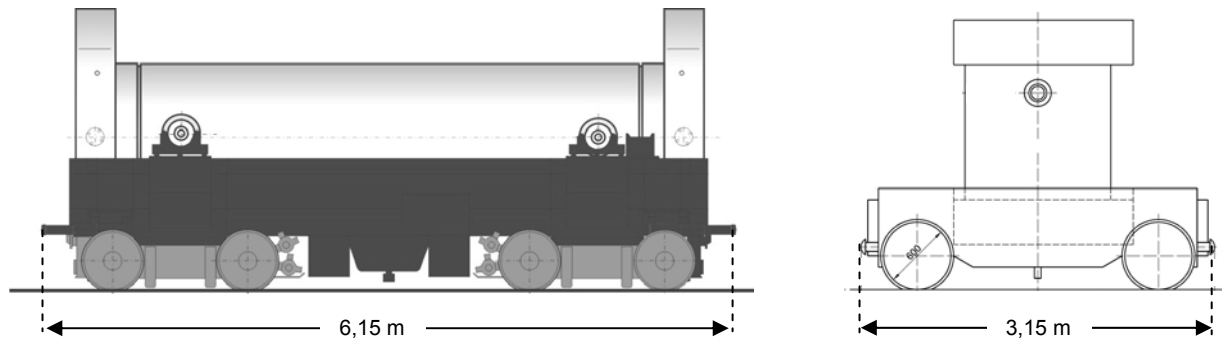


Abbildung 5-16: Plateauwagen für Transferbehälter mit BSK 3 (links) und mit HAW-Kokillen, CSD-B oder CSD-C (rechts)

Der Transport der Plateauwagen vom Füllort unter Tage bis in die Einlagerungsstrecken erfolgt mit Hilfe einer Batterie-betriebenen Grubenlok – Abbildung 5-17.

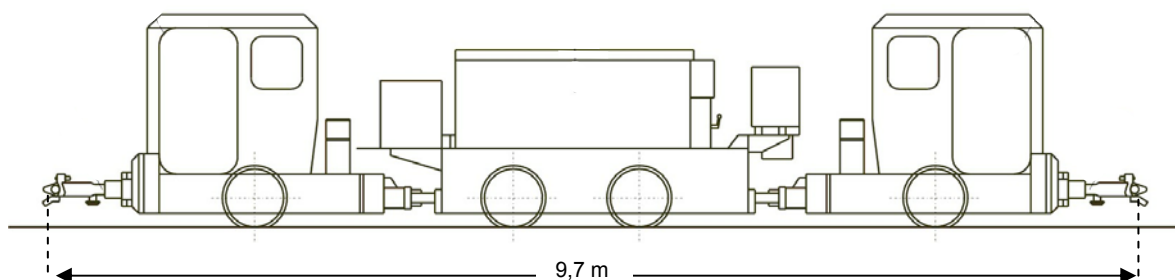


Abbildung 5-17: Grubenlok

Ein solche Grubenlok wurde bereits für die Durchführung von Handhabungsversuchen zur Streckenlagerung von POLLUX-Behältern in einer Salzformation hergestellt. Die Spurweite der Grubenlok beträgt 1,435 m. Für den vorliegenden Anwendungsfall ist die Spurweite auf etwa 2 m zu erhöhen.

Am Einlagerungsbohrloch werden die Transferbehälter mit Hilfe der Einlagerungsvorrichtung vom Plateauwagen abgehoben und der Plateauwagen von der Grubenlok zurück gezogen. Im Falle der BSK 3-Einlagerung wird der Transferbehälter zunächst in vertikale Position ge-

schwenkt und nach Aufsetzen der Abschirmhaube auf der Bohrlochschleuse abgesetzt – Abbildung 5-18.

Nach dem Öffnen der oberen Behälterschleuse und dem Andocken des Kokillengreifers wird die BSK 3 etwas angehoben und die untere Behälterschleuse mit dem Bohrlochschieber geöffnet. Anschließend wird die BSK 3 im Bohrloch abgesenkt und ausgeklinkt.

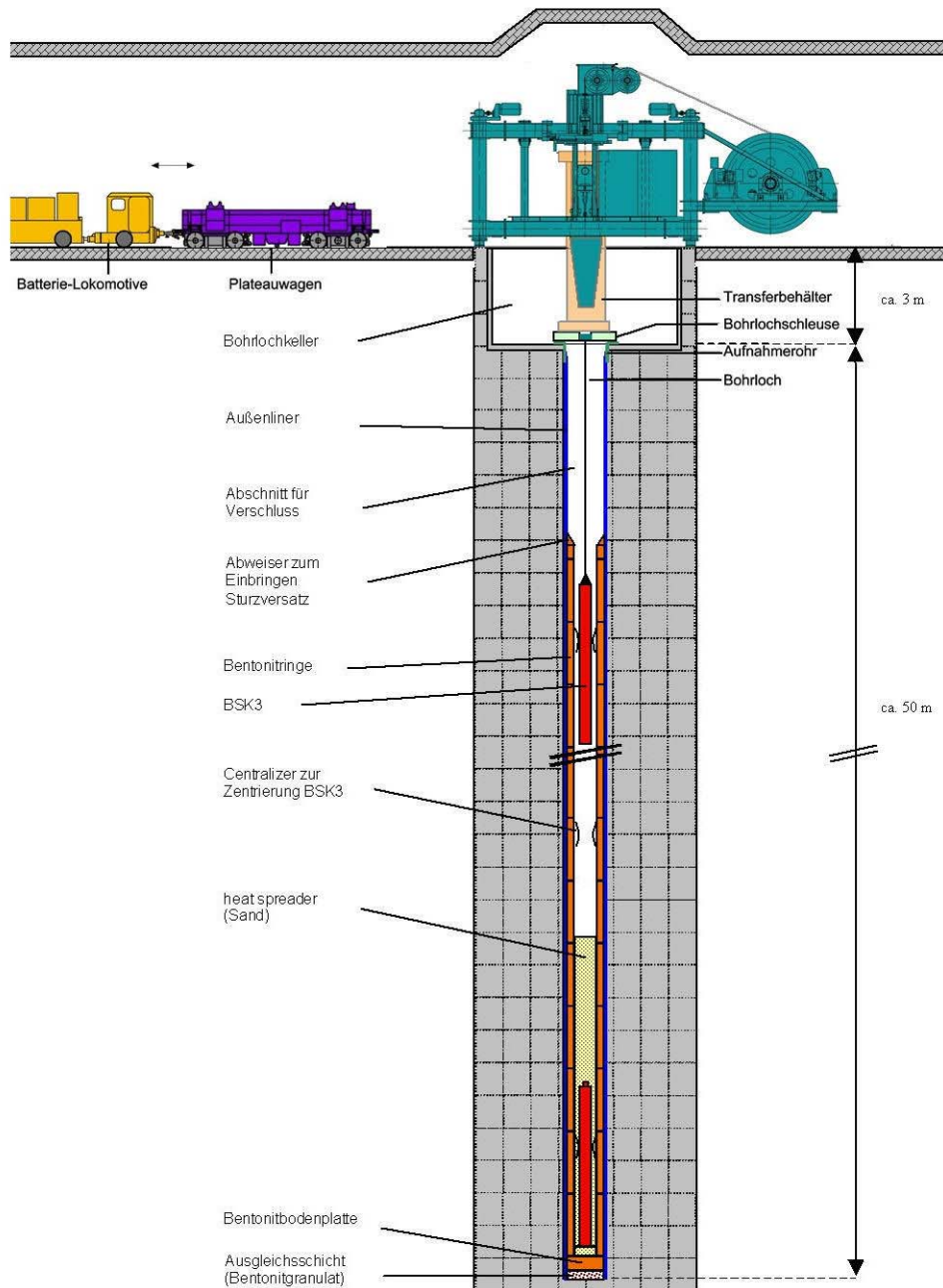


Abbildung 5-18: Einlagerungsvorgang BSK 3

Im Falle der HAW-Kokillen, CSD-B und CSD-C werden die Transferbehälter bereits in stehender Position angeliefert, so dass der Schwenkvorgang entfällt. Der Einlagerungsvorgang erfolgt sonst analog zur BSK 3.

Nach Übergabe und Rücktransport des entladenen Transferbehälters wird das Bohrloch bis zur nächsten Kokillenabsetzposition mit Versatzmaterial gefüllt. Dafür kommt ein gleisgebundenes Versatzfahrzeug zum Einsatz, dass über einen heb- und senkbaren sowie schwenkbaren Versatzbehälter verfügt, der unabhängig von der Einlagerungsvorrichtung an der Bohrlochschleuse andockt – Abbildung 5-19. Nach Öffnen der Bohrlochschleuse wird das Versatzmaterial verstürzt.

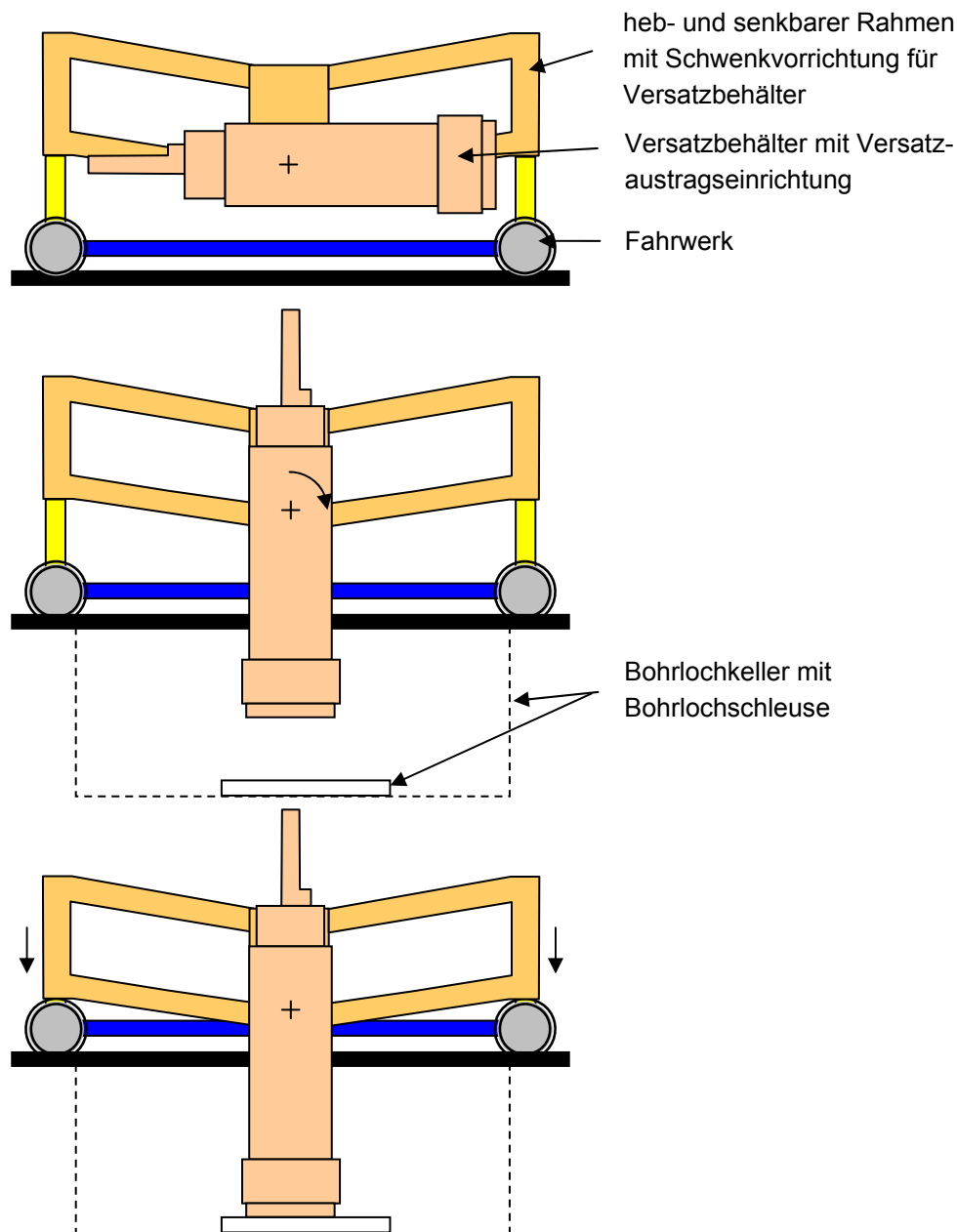


Abbildung 5-19: Versatzfahrzeug

Bei den BSK 3 ist vorgesehen, diese aus betrieblichen Erwägungen nur mit Sand zu versetzen. Dieser fungiert im Bereich der Kokille als heat spreader und oberhalb der gerade versetzten Kokille als reines Verfüllmaterial im Bohrloch bis zur nächsten BSK 3- Absetzposition.

tion. Ein Einbringen von Zwischenlagen zwischen den Kokillen aus Wirtsgestein und/oder Bentonitgranulat ist jedoch möglich.

Bei den HAW-Kokillen, CSD-B und CSD-C ist nur eine Verfüllung zwischen den Kokillen mit Wirtsgestein und/oder Bentonitgranulat vorgesehen.

Oberhalb der heat spreader-Schicht der letzten BSK 3 wird entweder weiterhin Sand oder Wirtsgestein und/oder Bentonitgranulat in einer Höhe eingebracht, dass eine ausreichende Abschirmwirkung gegen ionisierende Strahlung aus dem Bohrloch für weitere Arbeiten am Bohrlochkopf erreicht wird. Danach erfolgt die Demontage der Bohrlochsleuse und der Einbau des Bohrlochverschlusses. Dieser besteht aus einem kompaktierten Bentonitpfropfen, der in die Bentonitringe eingesetzt wird und auf dem Versatzmaterial aufliegt. Der Rest des Bohrlochs wird mit Wirtsgestein und/oder Bentonitgranulat oder mit eingestampftem Ton verfüllt.

Im Zuge dieser Arbeiten wird auch der Bohrlochkeller mit verfüllt, um auf sonst notwendige Sicherungsmaßnahmen in Form einer Bohrlochkellerabdeckung bis zum endgültigen Versetzen der Strecke verzichten zu können. Die Sohlplatte aus Beton für die Aufnahme der Bohrlochsleuse wird entfernt, um den Kopfbereich des Bohrlochs gegen den Zutritt von Lösungen gegebenenfalls zusätzlich durch Aufbringen einer Tonschicht schützen zu können.

In Abhängigkeit davon, ob die Herstellung von Erkundungs- und Erweiterungsbohrung sowie der Einbau des Außenliners und der Bentonitringe für die BSK 3 in derselben Einlagerungsstrecke zeitlich parallel durchgeführt werden können oder nicht (Anlage 5-1, Seiten 2 und 3), ergibt sich die Anzahl erforderlicher und wechselweise parallel betriebener Einlagerungsstrecken und damit der Bedarf an Einlagerungsvorrichtungen und Bohrlochsleusen. Im ersten Fall ist jeweils eine und im zweiten Fall sind jeweils drei erforderlich. Geht man von einer teilweise möglichen Parallelisierung aus, sind zwei Einlagerungsvorrichtungen bzw. Bohrlochsleusen für den laufenden Betrieb ausreichend. Für die Einlagerung von HAW-Kokillen sowie CSD-B und CSD-C reichen entsprechend den zugrunde gelegten Betriebsabläufen (Anlage 5-1, Seiten 6 bis 9) insgesamt zwei Einlagerungsvorrichtungen und zwei Bohrlochsleusen aus.

Nach dem Umsetzen von der temporären Absperrung, der Bohrlochsleuse, der Einlagerungsvorrichtung und Arbeiten zur Längen Anpassung (Energieversorgung, Luttenvorbau im KB und -rückbau im ÜB) setzen sich die Einlagerungsvorgänge am nächsten Bohrloch in der beschriebenen Weise fort. Nach Befüllung und dem Versetzen des letzten Bohrloches einer Einlagerungsstrecke werden sämtliche Einrichtungen mit Ausnahme Energieversorgung, Lutte und Gleise entfernt und mit dem Versetzen der Strecke begonnen. Dies erfolgt im Wechsel mit dem Rückbau der eben beschriebenen Einrichtungen über den schachtabgewandten Querschlag. Als Widerlager für den einzubringenden Versatz dient eine zuvor errichtete Schalung innerhalb der Einlagerungsstrecke kurz vor dem Streckenabzweig zum schachtzugewandten Querschlag.

Als Versatzmaterial ist Wirtsgestein aus der Streckenauffahrung vorgesehen, das über einen Bunker als Schnittstelle zwischen ÜB und KB im KB abgezogen werden kann. Für den

Transport des Versatzes vom Versatzbunker bis zum Versatzeinbauort bietet sich aufgrund des vorhandenen Gleisnetzes eine gleisgebundene Variante an. Das Einbringen des Versatzes kann durch Schleudern erfolgen. Abbildung 5-20 zeigt beispielhaft einen aus Batterielokomotive, mehreren Förderwagen mit integrierter Versatzgutübergabe sowie aus einem Plateauwagen mit Versatzschleuder und Steuerstand bestehenden Versatzzug.

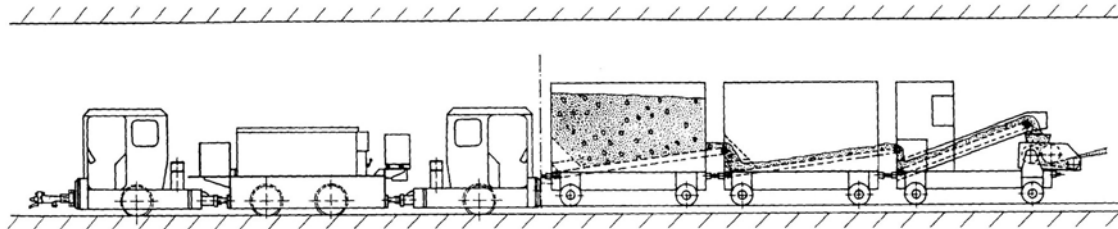


Abbildung 5-20: Versatzzug [Filbert et al. 1998]

In den übrigen Grubenbauen, in denen keine Gleise verlegt sind (Abwetterstrecken, Haufwerktransportstrecken), kann der Versatz ebenfalls durch Schleudern mit Hilfe eines Schleudertrucks eingebracht werden. Abbildung 5-21 zeigt einen Schleudertruck.

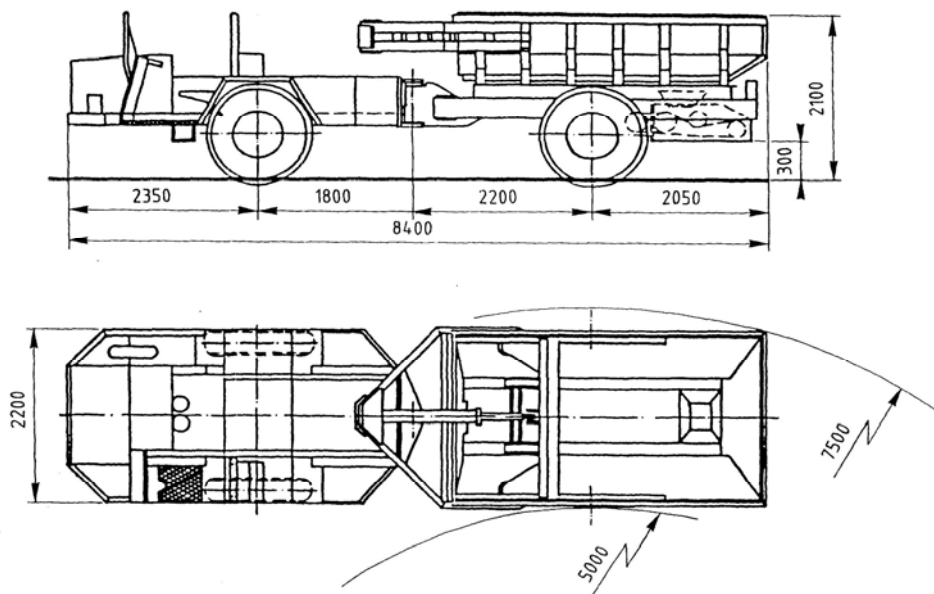


Abbildung 5-21: Schematische Darstellung eines Schleudertrucks [Filbert et al. 1998]

Alternativ kommt Schüttversatz infrage. Dieser wird nach dem Abkippen an der Versatzfront mit Hilfe eines mit einem Schiebeschild ausgerüsteten Fahrzeugs bis unter die Firste eingebracht und ggf. nachverdichtet. Abbildung 5-22 zeigt das Prinzip.

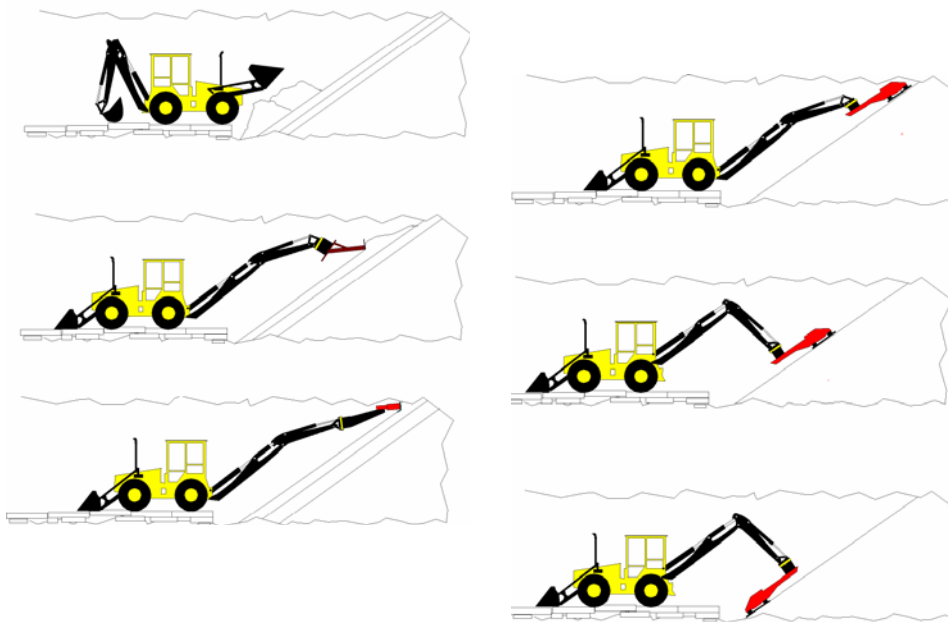


Abbildung 5-22: Schematische Darstellung Einbau Schüttversatz [Andersson et al. 2005]

Nach Vorlage des Haufwerks am Böschungsfuß erfolgt das Verteilen auf der Böschung mit Hilfe eines Schiebeschilds (Bilder links oben und Mitte). Das Verdichten des Haufwerks auf der Böschung wird mittels Plattenrüttler (Bilder rechts) und im Bereich der Firste mit einem kleinen Vibrationswerkzeug (Bild links unten) durchgeführt. Bedingt durch die vielen Teilarbeitsvorgänge in Verbindung mit ständigem Werkzeugwechsel ist die Versatzeinbauleistung jedoch niedrig. Ein weiterer Nachteil sind die sich aufgrund der Böschungslängen von bis zu ca. 12 m ergebenden großen erforderlichen Auslegerlängen, die mit Einschränkungen bei der gezielten Führung des Auslegerarms bzw. des Werkzeugs verbunden sind.

Die Anwendung von Blasversatz ist denkbar, hat jedoch den Nachteil, dass dieser im Hinblick auf die begrenzten Querschnitte (insbesondere Abwetterstrecken) mit einer ständigen Längenanpassung der Blasleitung und darüber hinaus mit hoher Staubentwicklung verbunden ist.

5.2.3 Dauer der Betriebsphase und Einlagerungsfortschritt

Die Dauer der Betriebsphase ergibt sich aus dem durchschnittlichen Einlagerungsfortschritt basierend auf dem Mengengerüst für die einzulagernden Abfälle. Der Einlagerungsfortschritt wird zunächst bestimmt aus dem Einlagerungsablauf an einem Bohrloch einschließlich des im Wechsel mit dem Einlagern der Kokillen stattfindenden Versetzens und des Wechsels zum nächsten Bohrloch nach vollständiger Befüllung des Bohrlochs.

Der dafür in Ansatz gebrachte Zeitaufwand ist für sämtliche Gebindearten gleich. Damit ergibt sich der Einlagerungsfortschritt V_E wie folgt:

$$V_E = G/BI \times 1 \text{ AT/G} / (G/BI \times 1 \text{ AT/G} + 5 \text{ AT/BI}) [G/AT]$$

Dieser wird maßgeblich bestimmt durch die Anzahl pro Bohrloch einlagerbaren Gebinde:

- BSK 3: 5 Stück/Bohrloch
- HAW-Kokillen: 13 Stück/Bohrloch
- CSD-B und CSD-C: 15 Stück/Bohrloch

Für das Einlagern und Versetzen eines Gebindes werden 1 Arbeitstag und für den Umzug zum nächsten Bohrloch 5 Arbeitstage in Ansatz gebracht.

Darüber hinaus wird der Einlagerungsfortschritt bestimmt durch die realisierbare Anzahl gleichzeitig betriebener Einlagerungsbetriebspunkte in Abwägung mit dem Umfang der Arbeiten zur Vor- und Herrichtung dieser Betriebspunkte.

Im Vergleich zu den WA-Kokillen ist bei den BSK 3 aufgrund der nur geringen Anzahl von Kokillen pro Bohrloch das Verhältnis von Vor- und Herrichtung zur Einlagerung sehr groß und damit ungünstig. In Verbindung mit der vergleichsweise großen Anzahl an BSK 3 ergibt sich, dass die Einlagerung von BSK 3 für die Dauer der Betriebsphase bestimmend ist.

Ein Einlagerungsfortschritt von 0,5 BSK 3/AT führt bereits zu etwa 10 ständig belegten Betriebspunkten, von denen mehr als zwei Drittel im Überwachungsbereich liegen und 3 Streckenvortriebe (TSM) beinhalten. Dies entspricht einer Einlagerungsdauer von ca. 55 Jahren – Tabelle 5-5.

Tabelle 5-5: Anzahl der Betriebspunkte in Abhängigkeit vom Einlagerungsfortschritt für BSK 3

BSK 3	Dauer Einlagerung [a]	Anzahl Betriebspunkte	davon Streckenvortriebe
0,5 G/AT	54,5	10 (9-13)	3
1 G/AT	27,3	21 (19-23)	6

Eine Halbierung der Einlagerungsdauer entsprechend einem Einlagerungsfortschritt von 1 BSK 3/AT würde zu einer Verdoppelung der Betriebspunkte führen.

Hinzu kommen die Einlagerungsfelder für die HAW-Kokillen sowie CSD-B und CSD-C. Setzt man die sich aus der Einlagerung von BSK 3 ergebenden Dauern von 54,5 bzw. 27,3 a an, ergeben sich folgende notwendigen Einlagerungsfortschritte und Anzahlen von Betriebspunkten – Tabelle 5-6.

Tabelle 5-6: Anzahl der Betriebspunkte in Abhängigkeit vom Einlagerungsfortschritt für HAW-Kokillen sowie CSD-B und CSD-C

	Dauer Einlagerung [a]	Anzahl Betriebspunkte	davon Streckenvortriebe
HAW-Kokillen			
0,28 G/AT	54,5	2	<1
0,55 G/AT	27,3	3-4	<1
CSD-B u. CSD-C			
0,55 G/AT	54,5	3-4	<1
1,1 G/AT	27,3	5-6	1

Insgesamt ergeben sich unter Ansatz eines Einlagerungsfortschrittes für BSK 3 von 0,5 G/AT entsprechend einer Einlagerungsdauer von ca. 55 a etwa 15 bis 16 Betriebspunkte. Bei Verdoppelung des Einlagerungsfortschrittes und Verkürzung der Einlagerungsdauer auf ca. 27 a erhöht sich die Anzahl auf ca. 29 Betriebspunkte. Darin sind nicht enthalten die Raub- und Versatzbetriebe in Querschlägen und Richtstrecken, die zum Zwecke des frühzeitigen Abwurfes komplett belegter Einlagerungsfelder zeitlich parallel zur Einlagerung stattfinden.

Da sich die Betriebspunkte räumlich nicht beliebig entzerren lassen, sind bei hoher Betriebspunktzahl neben zu betrachtenden wettertechnischen Aspekten zunehmend Schwierigkeiten bei der Ver- und Entsorgung der Betriebspunkte insbesondere im Überwachungsbereich zu erwarten. Dies sind insbesondere Haufwerkstransporte aus Auffahrung, Bohrlochkeller- und Bohrlochherstellung, Materialtransporte für Streckenausbau, für den Gleisbau und für den Ausbau der Bohrlöcher. Ferner sind Umzüge von Maschinen und Längenanpassungsarbeiten zu berücksichtigen.

Insgesamt betrachtet wird im Hinblick auf einen logistisch reibungslosen Ablauf der verschiedenen Betriebsvorgänge eine Einlagerungsdauer als realistisch angesehen, die sich aus dem Einlagerungsfortschritt für BSK 3 von 0,5 G/AT orientiert und damit etwa 55 a beträgt.

Unterstellt man bei den WA-Abfällen die gleiche kampagnenweise Einlagerung wie bei den BSK 3, ergeben sich für die HAW-Kokillen (13 Kokillen pro Bohrloch) ein durchschnittlicher Einlagerungsfortschritt von 0,72 Gebinden pro Arbeitstag und eine Einlagerungsdauer von 21 Jahren. Für CSD-B und CSD-C (15 Kokillen pro Bohrloch) ergibt sich bei einem Einlagerungsfortschritt von 0,75 Gebinden pro Arbeitstag eine Einlagerungsdauer von 40 Jahren.

5.2.4 Bewetterung des Grubengebäudes

5.2.4.1 Konzeption der Bewetterung

Das Grubengebäude ist durch 2 Schächte aufgeschlossen und wird saugend bewettert. Der Haufwerkstransportschacht ist einziehender Frischwetterschacht und der Gebindetransportschacht ist ausziehender Abwetterschacht. Sämtliche Einlagerungsfelder des Endlagers sind

an jeweils 3 Richtstrecken angeschlossen – Abbildung 5-23. Die Richtstrecken für den Haufwerkstransport und für den Gebindettransport sind Frischwetterzubringer für die Betriebspunkte im ÜB und KB. Die Abwetter von den Betriebspunkten gelangen über die gerade genutzten Querschläge in die gemeinsame Abwetterstrecke und werden dort dem Gebinde-transportschacht zugeführt. Die schachtseitigen Querschläge sind zur Vermeidung von Wetterkurzschlüssen bis zu ihrer Nutzung verschlossen.

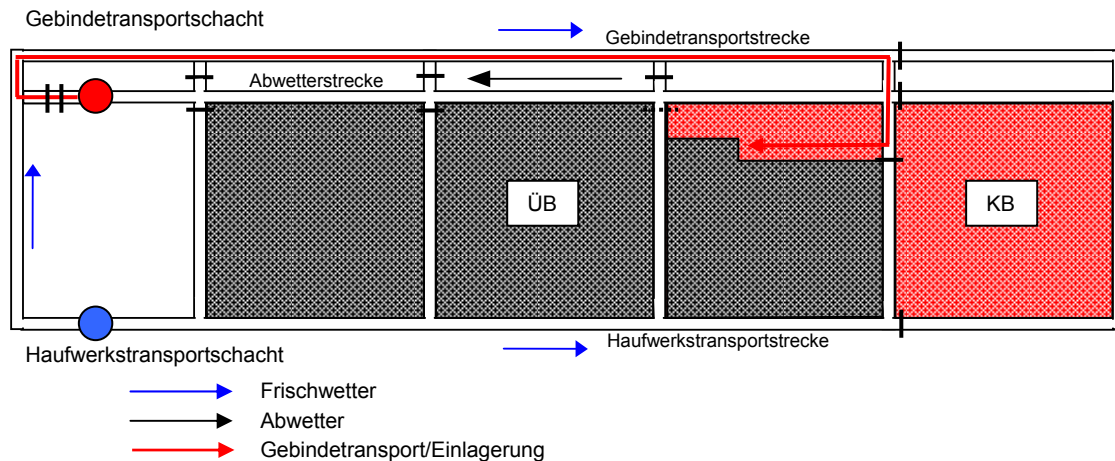


Abbildung 5-23: Schematische Darstellung der Bewetterung der Einlagerungsfelder

Die Bewetterung der Einlagerungsstrecken ist im Detail in Abbildung 5-24 dargestellt. Die Einlagerungsstrecken sind durch eine temporäre Absperrung in einen dem ÜB zugehörigen Teil, in dem die Herstellung und Herrichtung der Bohrlöcher stattfindet, und in einen dem KB zugehörigen Teil unterteilt, in dem die Einlagerung erfolgt. Nach Abschluss der Einlagerung an einem Bohrloch erfolgt das Umsetzen der temporären Absperrung einschließlich der Bohrlochschleuse und der Einlagerungsvorrichtung zum nächsten Bohrloch. Beide Streckenteile werden sonderbewettert. Der Streckenteil im ÜB wird blasend sonderbewettert. Die Sonderbewetterung im anderen Streckenteil (KB) erfolgt saugend. Die saugenden Lutten im KB werden durch die Querschläge bis zur Abwetterstrecke geführt. Um die Offenstandszeiten der Einlagerungsstrecken gering zu halten, werden die Einlagerungsstrecken nach Bedarf, d. h. in Spätestlage zu ihrer Nutzung aufgefahren. Insofern sind die Querschläge ebenfalls durch eine temporäre Absperrung in ÜB und KB unterteilt.

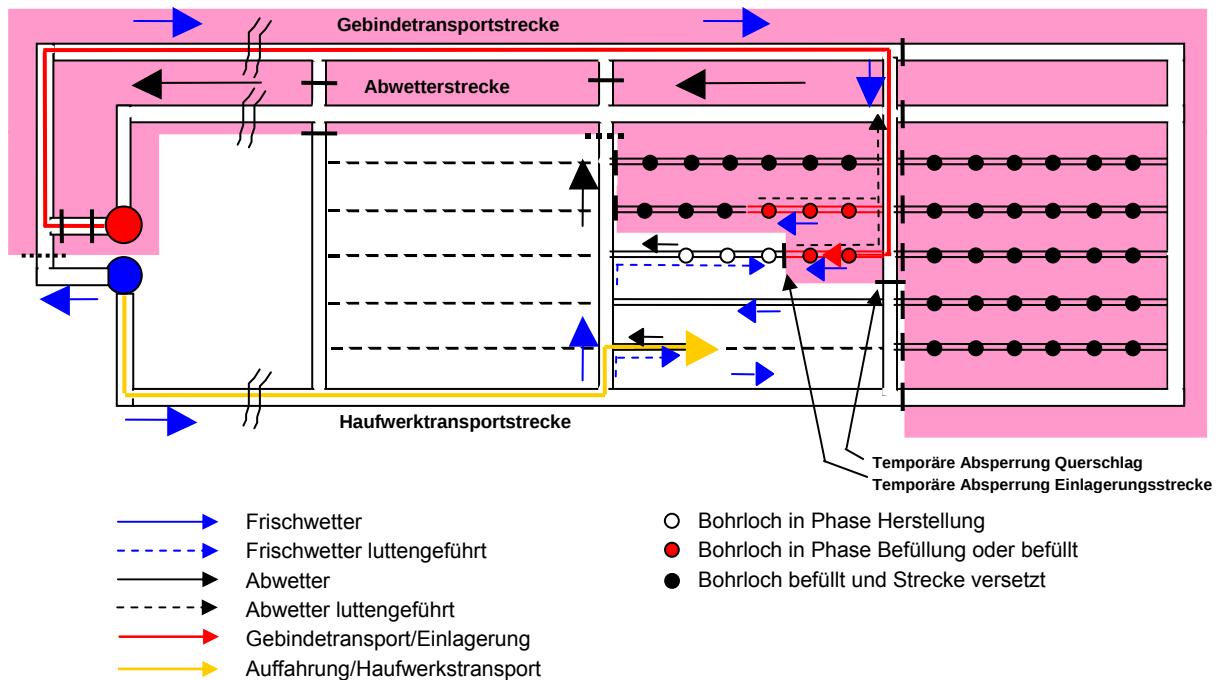


Abbildung 5-24: Schematische Darstellung der Bewetterung der Einlagerungsstrecken

5.2.4.2 Abschätzung des Wettermengenbedarfs

5.2.4.2.1 Vorgaben zur Abschätzung des Wettermengenbedarfs

Die Abschätzung des Wettermengenbedarfs beruht auf allgemeinen Vorgaben aus Regelwerken sowie auf speziellen Vorgaben für die Bewetterung der einzelnen Betriebspunkte und ferner auf Einschätzungen und Festlegungen für das zeitliche Zusammenspiel der durchzuführenden Arbeitsvorgänge an den verschiedenen Betriebspunkten, die auf Betriebsabläufen basieren.

5.2.4.2.1.1 Allgemeine Vorgaben zur Abschätzung des Wettermengenbedarfs

Gemäß §113 (4) ABVO [1996] muss die Bewetterung so stark sein, dass schädliche Gase auf ein ungefährliches Maß verdünnt und dass für jede Person an Ihrem Arbeitsplatz wenigstens 2 m³/min frischer Wetter zugeführt werden. Dieser Wettermengenbedarf wird hier durch abdeckenden Ansatz hinsichtlich des Einsatzes dieselbetriebener Fahrzeuge nicht explizit berücksichtigt. Der Frischwettermengenbedarf für den Einsatz dieselbetriebener Fahrzeuge wird konservativ mit 3,4 m³ pro min·kW_{inst} angesetzt. Nach aktuellem Regelwerk TRGS554 [TRGS 2001] und 28. BImSchV [BImSchV 2004] hat der Hersteller von Dieselmotoren Angaben zur Bestimmung des Frischwettermengenbedarfs zu machen. Allgemein kann eingeschätzt werden, dass dieser aufgrund moderner Motorentechnik in Verbindung mit Rußpartikelfiltern unter dem o. g. Wert liegt.

Bergbehördliche Vorgaben hinsichtlich der erforderlichen Mindestwettergeschwindigkeit für den vorliegenden Anwendungsfall existieren in Niedersachsen nicht. Nach der als allgemein anerkannte Regel der Technik in den neuen Bundesländern anzuwendenden ABAO 120/2 §196, Abs. 3 [ABAO 1983] sollen die Wettergeschwindigkeiten in belegten Grubenbauen, die im durchgehenden Wetterstrom liegen, mindestens 0,3 m/s betragen, wobei dies jedoch nicht für kammerartige Grubenbaue mit einer Querschnittsfläche von mehr als 20 m² gilt, die auch hier vorliegen. Bei diesem Querschnitt ergäbe sich ein Wetterstrom von 360 m³/min. Dieser Wert wird unter Berücksichtigung von Reserven auf 400 m³/min aufgerundet und der Wettermengenabschätzung als Mindestwert zugrunde gelegt.

5.2.4.2.1.2 Spezielle Vorgaben zur Abschätzung des Wettermengenbedarfs

Die Betriebspunkte in den Einlagerungsstrecken werden sonderbewettert. Bei den im ÜB liegenden Betriebspunkten erfolgt die Bewetterung blasend und bei den im KB liegenden saugend.

Bewetterung der Betriebspunkte im Überwachungsbereich

Im ÜB sind folgende Arbeitsvorgänge bzw. Betriebspunkte zu berücksichtigen:

- Vortrieb
- Herstellung Bohrlochkeller
- Gleisbau
- Herstellung Erkundungsbohrung
- Herstellung Erweiterungsbohrung
- Einbau Außenliner
- Einbau Bentonitringe

Bewetterung der Vortriebe:

Abbildung 5-25 zeigt die Bewetterung eines Vortriebs. Der blasend über eine Sonderbewetterungsanlage dem Vorortbereich zugeführte Wettervolumenstrom von insgesamt 1400 m³/min setzt sich zusammen aus 1000 m³/min für die Entstaubung und 400 m³/min für den Bereich zwischen den Lutten, um einerseits die erforderliche Mindestwettergeschwindigkeit sicherzustellen und andererseits den Einsatz eines dieselbetriebenen Fahrzeugs mit einer installierten Leistung von etwa 100 kW zu ermöglichen.

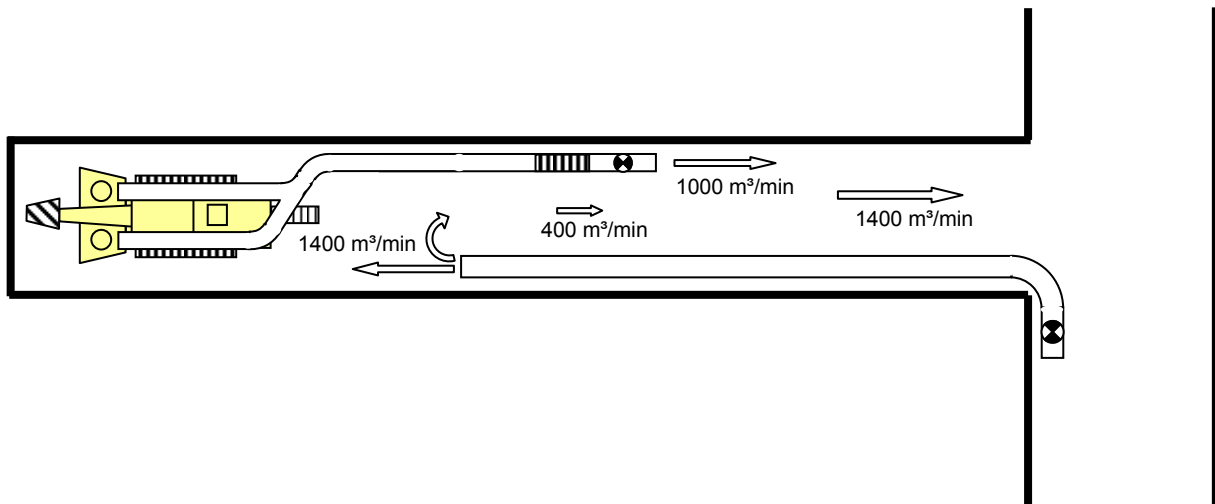


Abbildung 5-25: Bewetterung der Vortriebe

Bewetterung der „Betriebspunkte Herstellung Bohrlochkeller, Gleisbau, Herstellung Erkundungs- und Erweiterungsbohrung, Einbau Außenliner und Bentonitringle“:

Die Bewetterung der übrigen Betriebspunkte erfolgt nach Durchschlag der Teilschnittmaschine in dem schachtabgewandten Querschlag zunächst durchgehend und anschließend mit Sonderbewetterungsanlage blasend mit einer Wettermenge von 400 m³/min – Abbildung 5-26. Für den sporadischen Einsatz dieselbetriebener Fahrzeuge wird insgesamt ein Frischwetteranteil von 200 m³/min vorgesehen.

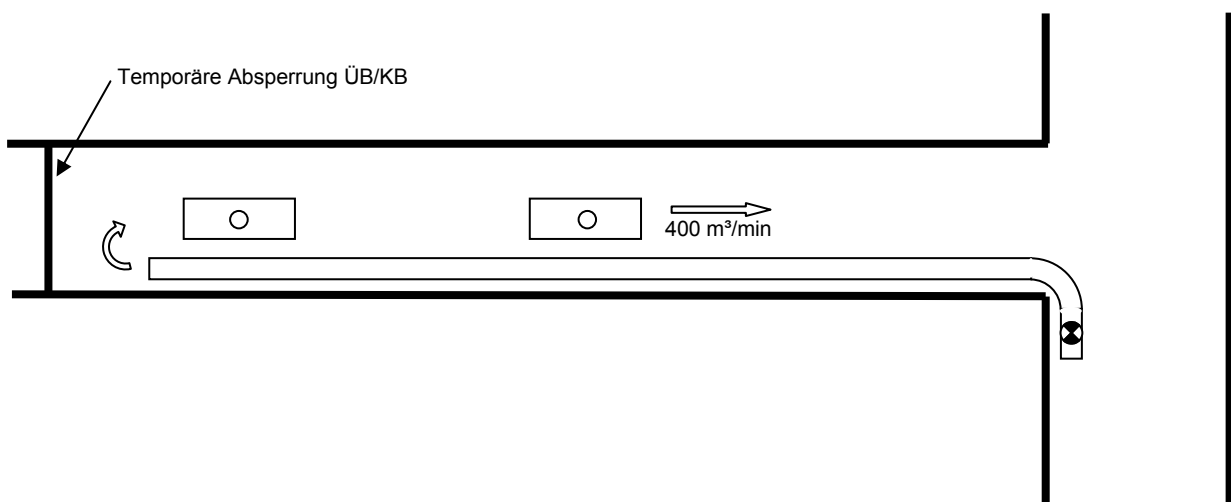


Abbildung 5-26: Bewetterung der Betriebspunkte „Herstellung Bohrlochkeller, Gleisbau, Herstellung Erkundungs- und Erweiterungsbohrung, Einbau Außenliner und Bentonitringle“

Bewetterung der Betriebspunkte im Kontrollbereich

Im KB sind folgende Arbeitsvorgänge bzw. Betriebspunkte zu berücksichtigen:

- Einlagerungsbetrieb
- Rauben Gleise und Versetzen

Bewetterung Einlagerungsbetrieb:

Einlagerungsstrecken werden saugend bewettert – Abbildung 5-27. Der Wettervolumenstrom wird unter Berücksichtigung von Reserven auf 400 m³/min festgelegt. Ein ständiger Einsatz dieselbetriebener Fahrzeuge ist hier nicht vorgesehen. Die saugende Lutte wird bis zur Abwetterstrecke geführt.

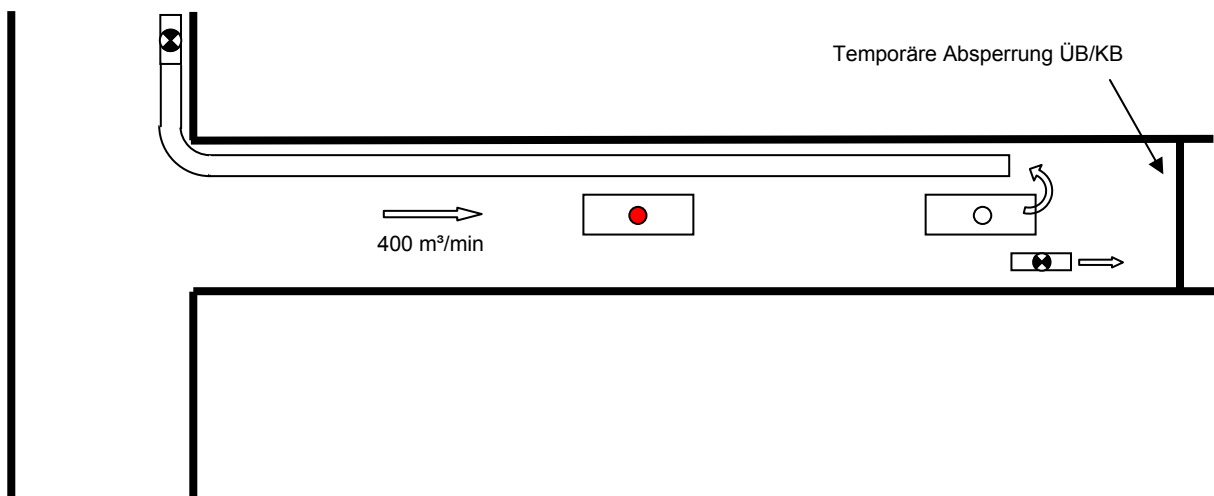


Abbildung 5-27: Bewetterung Einlagerungsbetrieb

Bewetterung Rauben Gleise und Versetzen:

Die Raub- und Versatzbetriebe werden ebenfalls saugend bewettert. Für die Raubarbeiten (Rückbau der Gleise) wird ein dieselbetriebenes Fahrzeug mit einem Frischwetterbedarf von 200 m³/min angesetzt. Für die Versatzarbeiten soll ein dieselbetriebener Schleudertruck mit einem Frischwetterbedarf von 400 m³/min eingesetzt werden können. Das Einbringen des Versatzes (Schleudern) selbst erfolgt elektromotorisch. Ebenso ist die Verwendung eines gleisgebundenen Versatzfahrzeugs, bestehend aus Batterielokomotive mit einem oder mehreren Förderwagen mit am Heck des Zuges angeordneter Schleudereinrichtung möglich.

Für die Betriebsphase Rauben erfolgt die Bewetterung mit einem Wettervolumenstrom von 400 m³/min – Abbildung 5-28. Während des Versetzens werden die staubbeladenen Wetter über eine im Bypass geschaltete Entstaubungsanlage geführt. Die Größe des Wettervolumenstroms wird bestimmt durch die erforderliche Entstaubung und beträgt 1000 m³/min. Die Lutte in der Einlagerungsstrecke wird für den Raub- und Versatzbetrieb weiter verwendet, jedoch aufgrund der unterschiedlichen zu fördernden Wettermengen (Einlagerungsbetrieb/Raub- und Versatzbetrieb) innerhalb des Querschlags von der für den Einlagerungs-

betrieb genutzten Lutte im Querschlag getrennt und an eine andere, bis zur Abwetterstrecke reichende, Lutte angeschlossen.

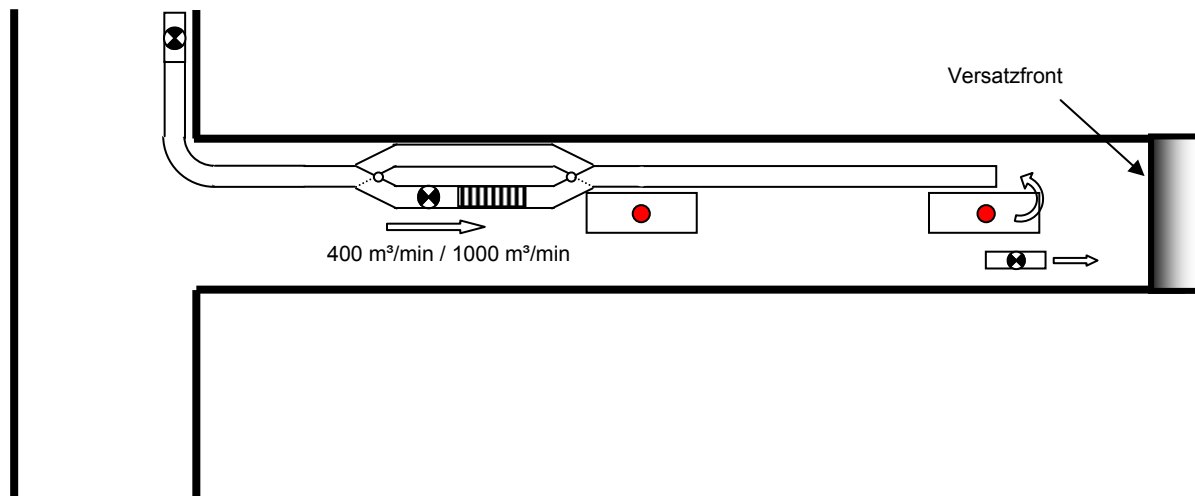


Abbildung 5-28: Bewetterung während Betriebsphase Rauben und Versetzen (Schleudern)

5.2.4.2.2 Wettermengenbedarf

5.2.4.2.2.1 Wettermengenbedarf für Einlagerung BSK 3

Für die Einlagerung von BSK 3 wird davon ausgegangen, dass die Kokillen in Kampagnen von 5 Stück nacheinander eingelagert werden und anschließend das Umsetzen von temporärer Absperrung, Bohrlochschleuse und Einlagerungsvorrichtung zum nächsten Bohrloch erfolgt. Daraus ergibt sich, dass pro Arbeitstag durchschnittlich 0,5 BSK 3 eingelagert werden. Die gesamte Einlagerungsdauer (6818 BSK 3) beträgt ca. 55 a.

Die für die Einlagerung von BSK 3 erforderlichen Wettermengen wurden auf der Basis von zwei Betriebsabläufen abgeschätzt – Anlage 5-1 (Seiten 2 und 3):

- Fall 1: Die Herstellung von Erkundungs-, Erweiterungsbohrung sowie Einbau Außenliner und Bentonitringe können immer in derselben Strecke stattfinden, ohne dass gegenseitige Behinderungen zu erwarten sind.
- Fall 2: Die Herstellung von Erkundungs-, Erweiterungsbohrung und Einbau der Bentonitringe finden immer in unterschiedlichen Strecken statt.

Die Anzahl zu bewetternder Betriebspunkte schwankt in Abhängigkeit von den einzelnen Betriebsphasen und ergibt sich unter der Annahme, dass die Vortriebe ohne Unterbrechung laufen, wie folgt:

- Fall 1: 9 bis 11 Betriebspunkte
- Fall 2: 9 bis 13 Betriebspunkte

Fall 1 ist im Hinblick auf die Maximalanzahl zu bewetternder Betriebspunkte günstiger als Fall 2, bei dem im Überwachungsbereich nur jeweils ein Betriebspunkt pro Strecke belegt ist,

wodurch sich auch die Offenstandszeiten der Strecken und zeitweise die Anzahl gleichzeitig belegter Betriebspunkte erhöhen.

Jedoch kann in diesem Planungsstadium nicht sicher eingeschätzt werden, ob bei der Herstellung von Erkundungs-, Erweiterungsbohrung sowie beim Einbau des Außenliners und der Bentonitringe an drei Betriebspunkten in derselben Strecke gegenseitige Behinderungen sicher ausgeschlossen werden können. Insofern wurden zur konservativen Abschätzung der Wettermengen beide Fälle zugrunde gelegt und beispielhaft jeweils eine Betriebsphase mit der Maximalanzahl von Betriebspunkten angesetzt und der Mittelwert gebildet.

Weitere Vorgaben sind:

Überwachungsbereich:

- In allen 3 Vortrieben wird von einem Frischwetterbedarf für den Einsatz dieselbetriebener Fahrzeuge von ständig 400 m³/min ausgegangen. Dies soll alternativ zur möglichen Haufwerksförderung mit Hilfe eines Gurtförderers auch den Einsatz dieselbetriebener Fahrlader für die Zwischenförderung bis zur Gurtförderanlage im Querschlag ermöglichen.
- An den anderen Betriebspunkten des Überwachungsbereichs kommen insgesamt 3 Fahrzeuge (Transportfahrzeug, Lader o. a.) mit einem ständigen Wetterverbrauch von 200 m³/min zum Einsatz.
- In den Richtstrecken für den Haufwerkstransport wird von einer Wettervorbelastung von 400 m³/min ausgegangen.
- Die Bewetterung der Einlagerungsstrecken erfolgt nach Durchschlag zunächst durchgehend und anschließend mit blasender Sonderbewetterung.
- Der Mindestwetterstrom beträgt 400 m³/min.

Kontrollbereich:

- Die Einlagerungsstrecken werden mit 400 m³/min saugend bewettert unabhängig davon, ob gerade Einlagerung stattfindet oder nicht.
- Die Raub- und Versatzbetriebe werden während des Versatzeinbringens (Schleudern) wegen der erforderlichen Entstaubungsanlage mit 1000 m³/min saugend bewettert ansonsten mit 400 m³/min. In Betriebsphasen, bei denen 2 oder 3 Betriebe parallel laufen, wird nur 1 Betriebspunkt mit einem Wetterstrom von 1000 m³/min unterstellt, da der Zeitanteil für das Einbringen des Versatzes (Einbringleistung beim Schleudern: 1 m³/min), bei der die Entstaubungsanlage in Betrieb ist, bezogen auf den im Kontrollbereich angenommenen zweischichtigen Betrieb mit einer Arbeitszeit vor Ort von 6 h/Sch bzw. 720 min/AT bei einem arbeitstäglich einzubringenden Versatzvolumen von 200 m³ mit 200 min/AT vergleichsweise gering ist.
- In der Gebindetransportstrecke wird von einer Wettervorbelastung von 200 m³/min ausgegangen.
- Der Mindestwetterstrom beträgt 400 m³/min.

Für die Balkenpläne (Fälle 1 und 2) sind in Anlage 5-1 (Seiten 4 und 5) beispielhafte Momentaufnahmen der Betriebsabläufe dargestellt, in denen Wetterführung und Wettermengenbedarf ersichtlich ist. In Abweichung zur Darstellung der Vortriebe in den Balkenplänen, bei

denen die Vortriebe ohne Unterbrechung unmittelbar hintereinander angebunden sind, wurden hier die Vortriebe unter Berücksichtigung von Zeitpuffern zeitlich später eingeordnet.

Als Gesamtwettermenge ergibt sich entsprechend:

- Fall 1: 6400 m³/min
- Fall 2: 7800 m³/min

Daraus ergibt sich für die Einlagerung von BSK 3 ein durchschnittlicher Wettermengenbedarf von etwa 7100 m³/min.

Die Anzahl der erforderlichen Sonderbewetterungsanlagen ergibt sich für die betrachteten Fälle 1 und 2 wie folgt:

Fall 1:

Überwachungsbereich:

- Vortrieb:
 - 3 Stück Lüfter 1400 m³/min
 - 3 Stück Lutte Einlagerungsstrecke L = 400 m
 - 3 Stück Entstaubungsanlagen 1000 m³/min
- Herstellung Bohrlochkeller, Gleisbau, Herstellung von Erkundungs-, Erweiterungsbohrung sowie Einbau Außenliner und Bentonitringle
 - 3 Stück Lüfter 400 m³/min (ausreichend, da Strecke kurzzeitig durchgeh. bewettert)
 - 3 Stück Lutte Einlagerungsstrecke L = 400 m

Kontrollbereich:

- Einlagerungsbetrieb
 - 2 Stück Lüfter 400 m³/min (Lüfter sind Lutten im Querschlag zugeordnet)
 - 1 Stück Lutte Einlagerungsstrecke L = 400 m
 - 2 Stück Lutte Querschlag L = 410 m
 - 1 Stück Lüfter vorort
- Raub-/Versatzbetrieb
 - 2 Stück Lüfter 400 m³/min /1000 m³/min
 - 2 Stück Lutte Einlagerungsstrecke L = 400 m
 - 2 Stück Lutte Querschlag L = 410 m
 - 2 Stück Entstaubungsanlagen 1000 m³/min
 - 2 Stück Lüfter vorort

Fall 2:

Überwachungsbereich:

- Vortrieb:
 - 3 Stück Lüfter 1400 m³/min
 - 3 Stück Lutte Einlagerungsstrecke L = 400 m
 - 3 Stück Entstaubungsanlagen 1000 m³/min
- Herstellung Bohrlochkeller, Gleisbau, Herstellung von Erkundungs-, Erweiterungsbohrung sowie Einbau Außenliner und Bentonitringle
 - 6 Stück Lüfter 400 m³/min
 - 6 Stück Lutte Einlagerungsstrecke L = 400 m

Kontrollbereich:

- Einlagerungsbetrieb
 - 2 Stück Lüfter 400 m³/min (Lüfter sind Lutten im Querschlag zugeordnet)
 - 3 Stück Lutte Einlagerungsstrecke L = 400 m
 - 2 Stück Lutte Querschlag L = 410 m
 - 3 Stück Lüfter vorort
- Raub-/Versatzbetrieb
 - 2 Stück Lüfter 400 m³/min /1000 m³/min (Lüfter sind Lutten im Qu. zugeordnet)
 - 3 Stück Lutte Einlagerungsstrecke L = 400 m
 - 2 Stück Lutte Querschlag L = 410 m
 - 3 Stück Entstaubungsanlagen 1000 m³/min
 - 3 Stück Lüfter vorort

Im Mittel ergibt sich folgender Bedarf an Lüftern, Lutten und Entstaubungsanlagen – Tabelle 5-7.

Tabelle 5-7: Bedarf an Einrichtungen für die Sonderbewetterung und Entstaubung für die Einlagerung von BSK 3

	Lüfter	Lüfter vorort	Entstaubung	Lutte Einlagerungsstrecke	Lutte Querschlag
Vortrieb	3		3	3	
Bohrlochk., Gleisbau, Erk., Erw.-Bohrung, Außenliner, Bentonitringle	≈5			≈5	
Einlagerungsbetrieb	2	2		2	2
Raub- /Versatzbetrieb	2	≈3	≈3	≈3	2

5.2.4.2.2 Wettermengenbedarf für Einlagerung HAW- Kokillen sowie CSD-B und CSD-C

Bei der Einlagerung von HAW-Kokillen sowie CSD-B und CSD-C wird ebenfalls von einer kampagnenweisen Einlagerung ausgegangen, wobei eine Kampagne im Falle der HAW-Kokillen jeweils 13 Stück und im Falle der CSD-B und CSD-C 15 Stück umfasst. Nach Befüllung des Bohrlochs erfolgt das Umsetzen zu nächsten Bohrloch. Daraus ergeben sich durchschnittliche Einlagerungsfortschritte von 0,72 HAW-Kokillen pro Arbeitstag und 0,75 CSD-B bzw. CSD-C pro Arbeitstag. Die Einlagerungsdauern betragen 21 Jahre für die HAW-Kokillen und 40 Jahre für die CSD-B bzw. CSD-C.

Die für die Einlagerung der Kokillen erforderlichen Wettermengen wurden auf der Basis von Betriebsabläufen abgeschätzt – Anlage 5-1 (Seiten 6 bis 9):

Die Anzahl zu bewetternder Betriebspunkte schwankt in Abhängigkeit von den einzelnen Betriebsphasen und ergibt sich unter der Annahme, dass die Vortriebe ohne Unterbrechung laufen, wie folgt:

- HAW-Kokillen: 4 bis 6 Betriebspunkte
- CSD-B und CSD-C: 4 bis 6 Betriebspunkte

Zur konservativen Abschätzung der Wettermengen wurde beispielhaft jeweils eine Betriebsphase mit der Maximalanzahl von Betriebspunkten angesetzt.

Weitere Vorgaben sind:

Überwachungsbereich:

- In beiden Vortrieben wird von einem Frischwetterbedarf für den Einsatz dieselbetriebener Fahrzeuge von ständig 400 m³/min ausgegangen. Dies soll alternativ zur möglichen Haufwerksförderung mit Hilfe eines Gurtförderers auch den Einsatz dieselbetriebener Fahrlader für die Zwischenförderung bis zur Gurtförderanlage im Querschlag ermöglichen.
- An den anderen Betriebspunkten des Überwachungsbereichs kommen insgesamt 2 Fahrzeuge (Transportfahrzeug, Lader o. a.) mit einem ständigen Wetterverbrauch von 200 m³/min zum Einsatz.
- In den Richtstrecken für den Haufwerkstransport wird von einer Wettervorbelastung von 400 m³/min ausgegangen.
- Die Bewetterung der Einlagerungsstrecken erfolgt nach Durchschlag zunächst durchgehend und anschließend mit blasender Sonderbewetterung.
- Der Mindestwetterstrom beträgt 400 m³/min.

Kontrollbereich:

- Die Einlagerungsstrecken werden mit 400 m³/min saugend bewettert unabhängig davon, ob gerade Einlagerung stattfindet oder nicht.
- Die Raub- und Versatzbetriebe werden während des Versatzeinbringens (Schleudern) wegen der erforderlichen Entstaubungsanlage mit 1000 m³/min saugend bewettert ansonsten mit 400 m³/min. Für die HAW- und CSD-B/CSD-C-Felder wird nur insgesamt ein Betriebspunkt mit einem Wetterstrom von 1000 m³/min unterstellt, da der Zeitanteil für das Einbringen des Versatzes (Einbringleistung beim Schleudern: 1 m³/min), bei der die Entstaubungsanlage in Betrieb ist, bezogen auf den im Kontrollbereich angenommenen zweischichtigen Betrieb mit einer Arbeitszeit vor Ort von 6 h/Sch bzw. 720 min/AT bei einem arbeitstäglich einzubringenden Versatzvolumen von 200 m³ mit 200 min/AT vergleichsweise gering ist.
- In den Gebindetransportstrecken wird von einer Wettervorbelastung von 200 m³/min ausgegangen.
- Der Mindestwetterstrom beträgt 400 m³/min.

Basierend auf den Betriebsabläufen für die Einlagerung von HAW-Kokillen, CSD-B und CSD-C ist in der beispielhaften Momentaufnahme der Betriebsabläufe die Wetterführung und der Wettermengenbedarf ersichtlich – Anlage 5-1 (Seite 10). Dabei wurde in Abweichung zur Darstellung der Vortriebe in den Balkenplänen, bei denen die Vortriebe ohne Unterbrechung

unmittelbar hintereinander angebunden sind, die Vortriebe hier unter Berücksichtigung von Zeitpuffern zeitlich später eingeordnet.

Als Gesamtwettermenge ergibt sich entsprechend:

- HAW-Kokillen: 3600 m³/min
- CSD-B und CSD-C: 4200 m³/min

Insgesamt ergibt sich ein Wettermengenbedarf von 7800 m³/min.

Die Anzahl der erforderlichen Sonderbewetterungsanlagen ergibt sich wie folgt:

HAW-Kokillen:

Überwachungsbereich:

- Vortrieb:
 - 1 Stück Lüfter 1400 m³/min
 - 1 Stück Lutte Einlagerungsstrecke L = 380 m
 - 1 Stück Entstaubungsanlagen 1000 m³/min
- Herstellung Bohrlochkeller, Gleisbau, Herstellung von Erkundungs-, Erweiterungsbohrung sowie Einbau Außenliner und Bentonitringe
 - 2 Stück Lüfter 400 m³/min
 - 2 Stück Lutte Einlagerungsstrecke L = 380 m

Kontrollbereich:

- Einlagerungsbetrieb
 - 2 Stück Lüfter 400 m³/min (Lüfter sind Lutten im Querschlag zugeordnet)
 - 1 Stück Lutte Einlagerungsstrecke L = 380 m
 - 2 Stück Lutte Querschlag L = 220 m
 - 1 Stück Lüfter vorort
- Raub-/Versatzbetrieb
 - 2 Stück Lüfter 400 m³/min / 1000 m³/min (Lüfter sind Lutten im Qu. zugeordnet)
 - 1 Stück Lutte Einlagerungsstrecke L = 380 m
 - 2 Stück Lutte Querschlag L = 220 m
 - 1 Stück Entstaubungsanlagen 1000 m³/min
 - 1 Stück Lüfter vorort

CSD-B und CSD-C:

Überwachungsbereich:

- Vortrieb:
 - 1 Stück Lüfter 1400 m³/min
 - 1 Stück Lutte Einlagerungsstrecke L = 380 m
 - 1 Stück Entstaubungsanlagen 1000 m³/min
- Herstellung Bohrlochkeller, Gleisbau, Herstellung von Erkundungs-, Erweiterungsbohrung sowie Einbau Außenliner und Bentonitringe
 - 2 Stück Lüfter 400 m³/min
 - 2 Stück Lutte Einlagerungsstrecke L = 380 m

Kontrollbereich:

- Einlagerungsbetrieb
 - 2 Stück Lüfter 400 m³/min (Lüfter sind Lutten im Querschlag zugeordnet)
 - 1 Stück Lutte Einlagerungsstrecke L = 380 m
 - 2 Stück Lutte Querschlag L = 250 m
 - 1 Stück Lüfter vorort
- Raub-/Versatzbetrieb
 - 2 Stück Lüfter 400 m³/min /1000 m³/min (Lüfter sind Lutten im Qu. zugeordnet)
 - 1 Stück Lutte Einlagerungsstrecke L = 380 m
 - 2 Stück Lutte Querschlag L = 250 m
 - 1 Stück Entstaubungsanlagen 1000 m³/min
 - 1 Stück Lüfter vorort

Insgesamt ergibt sich folgender Bedarf an Lüftern, Lutten und Entstaubungsanlagen – Tabelle 5-8.

Tabelle 5-8: Bedarf an Einrichtungen für die Sonderbewetterung und Entstaubung für die Einlagerung von HAW- Kokillen sowie CSD-B und CSD-C

	Lüfter	Lüfter vorort	Entstaubung	Lutte Einlagerungsstrecke	Lutte Querschlag
Vortrieb	2		2	2	
Bohrlochk., Gleisbau, Erk., Erw.-Bohrung, Außenliner, Bentonitringle	4			4	
Einlagerungsbetrieb	4	2		2	4
Raub- /Versatzbetrieb	4	2	2	2	4

5.2.4.2.2.3 Gesamtwettermengenbedarf

Neben den Einlagerungsfeldern sind auch die Grubennebenräume im Infrastrukturbereich zu bewettern (siehe Kapitel 5.2.1, Tabelle 5-4).

Unterstellt man für die Grubennebenräume des Infrastrukturbereiches pauschal dieselbe Wettermenge von 10.000 m³/min, wie sie für die Endlagerung in einer Salzformation geplant ist [Filbert et al. 1998], ergibt sich unter Einbeziehung der für die Einlagerungsfelder erforderlichen Wettermenge von 14.900 m³/min für das gesamte Grubengebäude eine Gesamtwetterstrom in Höhe von ca. 25.000 m³/min.

Dieser Wetterstrom wird durch einen saugend arbeitenden Hauptgrubenlüfter erzeugt, der über Tage in einem vom Gebindetransportschacht abzweigenden Wetterkanal angeordnet

ist. Dadurch ergibt sich ein definierter Unterdruckpunkt und eine eindeutige Wetterrichtung. Auf der Druckseite des Lüfters folgt nur der Diffusor – Abbildung 5-29.

Der Diffusor ist liegend angeordnet. Die Ausblaskammer mündet in einem Wetterkanalananschluss im Zentralbereich eines Kamins, über den neben den Abwettern auch die Fortluft aus der Umladeanlage in einem äußeren Kreisringquerschnitt abgeführt wird.

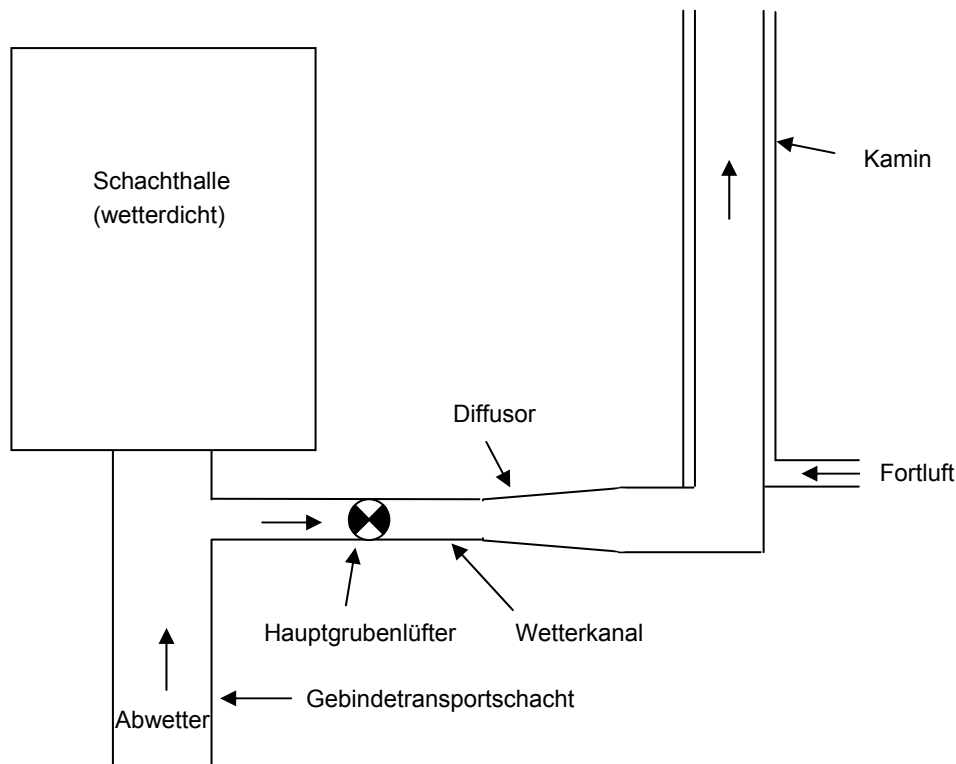


Abbildung 5-29: Anordnung des Hauptgrubenlüfters

Um Wetterkurzschlüsse zu vermeiden, ist die Schachthalle wetterdicht ausgeführt.

Zur Anpassung an sich ändernde Betriebsbedingungen während der Auffahrungsphase sowie während der Einlagerungsphase infolge des sich ständig verkleinernden Grubengebäudes (Änderung der äquivalenten Grubenweite) ist der Hauptgrubenlüfter regelbar auszuführen. Üblicherweise werden dazu Lüfter mit im Lauf verstellbaren Laufradschaufeln eingesetzt.

Zur Aufrechterhaltung der Wetterführung bei Ausfall des Lüfters ist ein Reserveaktivteil vorgesehen, dass innerhalb kurzer Zeit gegen das defekte ausgetauscht werden kann. Alternativ könnten 2 Lüfter parallel angeordnet werden. Sie können mittels Wetterschiebern mit dem Wetterkanal verbunden werden.

5.3 Tagesanlagen

Die wesentlichen Funktionen der Tagesanlagen bestehen in der Annahme, Entladung und Pufferung der Gebinde. Die Gebinde aus der Konditionierungsanlage werden in CASTOR-Behältern transportiert und erreichen über Straße oder Schiene die Umladeanlage des Endlagerbergwerkes – Abbildung 5-30.

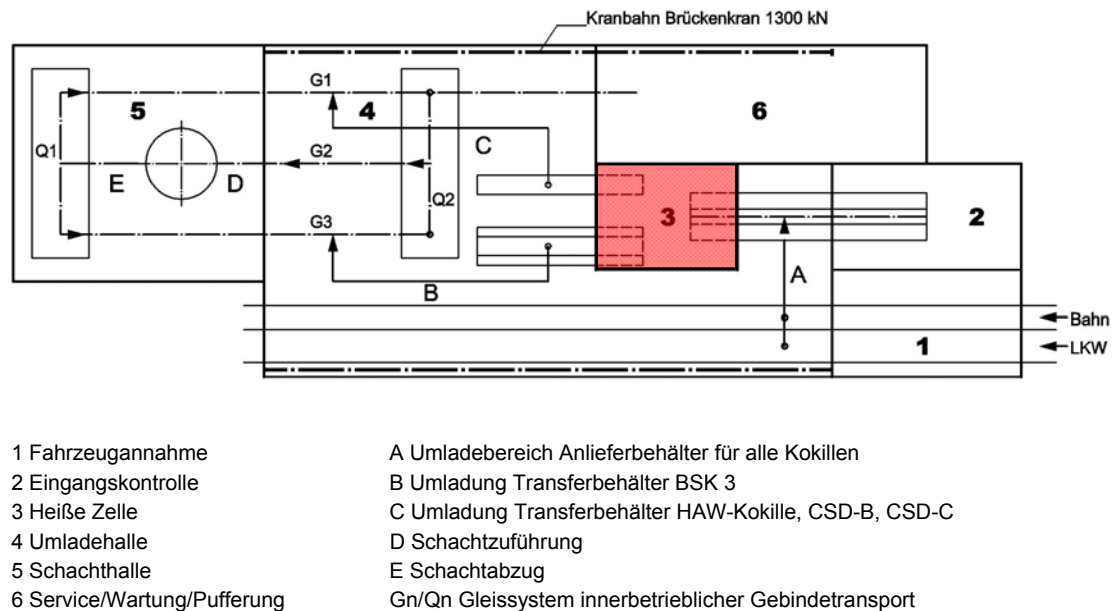


Abbildung 5-30: Umladeanlage [Krone et al. 2008]

Im Bereich „1“ (Fahrzeugannahme) werden die Anlieferfahrzeuge, falls erforderlich, zunächst getrocknet. Danach fahren die Anlieferfahrzeuge zum Umladebereich „A“. Dort werden die jeweiligen Anlieferfahrzeuge geöffnet und die Stoßdämpfer an den CASTOR-Behältern entfernt.

Mit Hilfe eines Brückenkrans werden die CASTOR-Behälter vom Anlieferfahrzeug abgehoben und in lotrechter Stellung auf einem zwischen den Bereichen „2“ und „3“ auf einem Unterflur verkehrenden Andockfahrzeug abgesetzt. Durch das Andockfahrzeug wird der CASTOR-Behälter zunächst zur Eingangskontrolle „2“ transportiert. Dort erfolgt die Demontage des Sekundärdeckels und die Freimessung des Behälters. Anschließend verfährt das Andockfahrzeug unter die Heiße Zelle „3“. Mit einer Hubbewegung durch das Andockfahrzeug wird der CASTOR-Behälter von unten an die Heiße Zelle andockt. Dort erfolgen die Demontage des Primärdeckels und die Umladung der Gebinde vom CASTOR-Behälter in ebenso auf Andockfahrzeugen bereit gestellte innerbetriebliche Transferbehälter. Bei der Umladung von BSK 3 dockt der Transferbehälter mit eigenem Andockfahrzeug im Bereich „B“ unterwärts an die Heiße Zelle an. Nach beendeter Umladung und Verschließen des Transferbehälters verfährt das Andockfahrzeug in den offenen Bereich, wo der Transferbehälter durch einen Brückenkran übernommen und auf einem auf „G3“ bereit gestellten Plateauwagen für den anschließenden Transport nach unter Tage (Bereich „5“) abgelegt wird. Die Umladung von HAW-Kokillen, CSD-B und CSD-C erfolgt auf die gleiche Weise,

jedoch werden die Transferbehälter im Bereich „C“ angedockt und nach Umladung einem auf „G1“ bereit gestellten Plateauwagen zugeführt. Im Bereich „6“ können Transferbehälter gepuffert werden.

Abbildung 5-31 zeigt beispielhaft einen Entwurf der Tagesanlagen mit den wichtigsten Gebäuden und Einrichtungen.

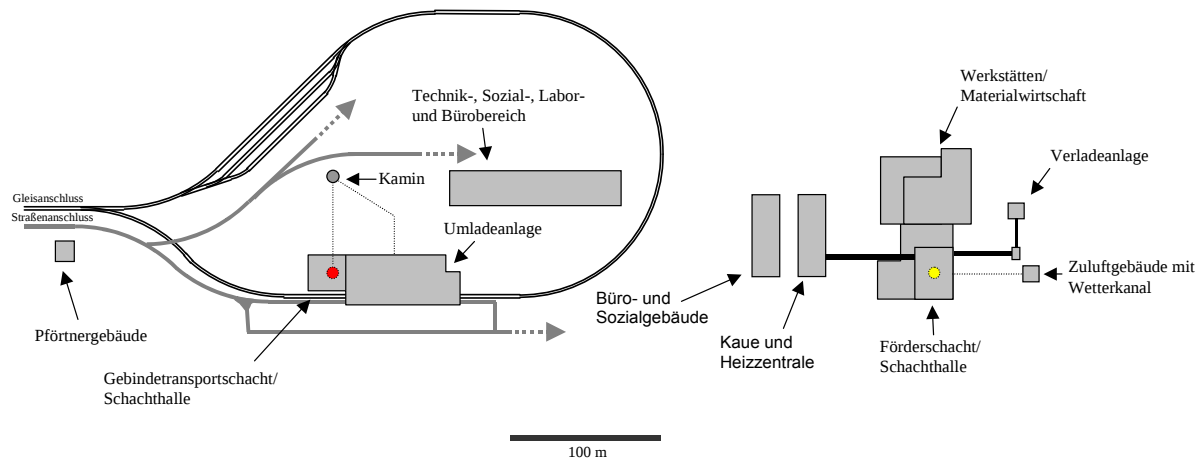


Abbildung 5-31: Tagesanlagen

Hinzu kommt die Halde für das Haufwerk aus der Auffahrung der Grubenbaue, das nicht für Versatzzwecke genutzt werden kann. Gemäß Anlage 5-2 beträgt das insgesamt aufzuhaltende Volumen ca. 4,9 Mio m³.

Für die Halde wurde von folgenden Annahmen ausgegangen:

- Anlegen einer Rampe für Gurtförderanlage mit Steigungswinkel 15° und Breite 100 m
- Böschungswinkel Haufwerk 35°
- Plateau für Absetzer mit Breite 100 m

Damit ergibt sich die in Abbildung 5-32 dargestellte Halde. Die Aufstandsfläche beträgt ca. 130.000 m².

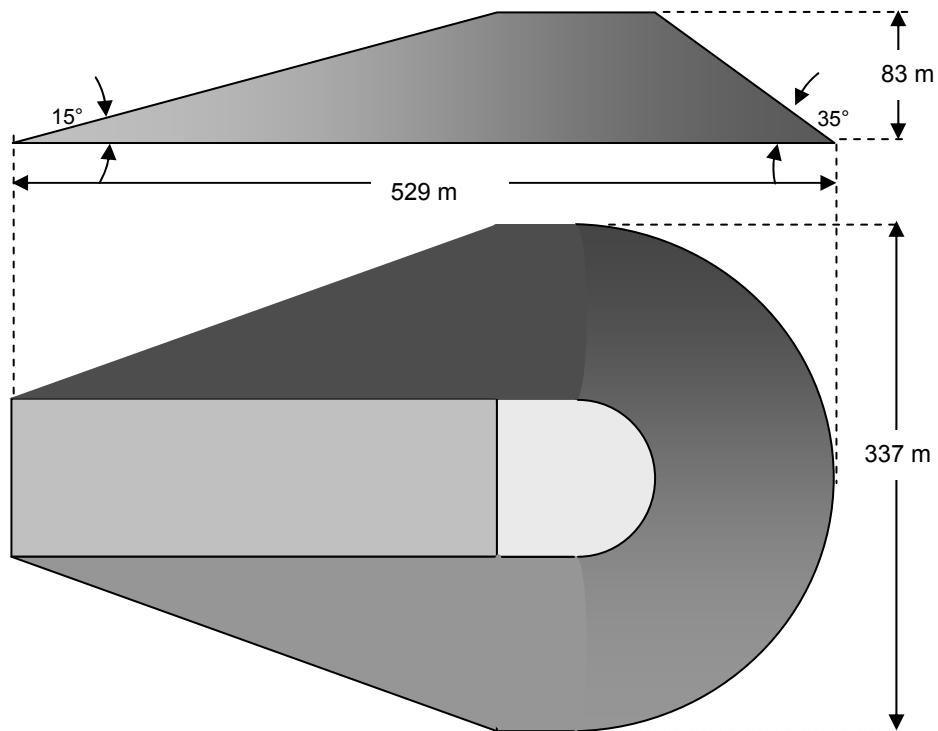


Abbildung 5-32: Halde

Eine Gesamtansicht von Grubengebäude und Tagesanlagen einschließlich Halde befindet sich in Anlage 5-3.

6 Verfüll- und Verschleißkonzept

Das Sicherheitskonzept für ein Endlager im tiefen geologischen Untergrund stützt sich auf die Verschluss- und Rückhaltefunktion von Barrieren. Die Gesamtheit von geologischen, geotechnischen und technischen Barrieren wird in diesem Kontext als Mehrbarrierenkonzept oder Mehrbarrierensystem verstanden. Die Wirksamkeit der Barrieren basiert auf verschiedenen physikalischen und chemischen Mechanismen der einzelnen Barrieren sowie auf einer partiellen Redundanz und einer relativen funktionalen Unabhängigkeit. Die Gesamtheit dieser Barrieren soll eine mögliche Schadstoffausbreitung ver- oder behindern. Dabei werden jeder dieser Barrierearten grundsätzliche funktionale Anforderungen zugeordnet.

Wie bei einem Endlager im Salz stellt auch das Wirtsgestein Ton in einem Mehrbarrierenkonzept die Hauptbarriere für die langfristige Isolation der radioaktiven Abfälle dar. Diesen Ansatz findet man z. B. auch in den Verfüll- und Verschlusskonzepten der ANDRA (Frankreich) und Nagra (Schweiz) für HAW-Endlager in Ton wieder. In beiden Konzepten - wie in Kapitel 2.2.1 zusammenfassend beschrieben - ist als geotechnische Barriere im Nahfeld der Endlagerbehälter Bentonit (als Granulat oder als vorkompaktierte Ringe) vorgesehen, während im entfernteren Bereich des Endlagers Verschlüsse für Bohrlöcher (Einlagerungszellen), Strecken und Schächte geplant werden.

Das hier beschriebene Endlagerkonzept in Tonstein stützt sich ebenfalls auf ein Mehrbarrierensystem. Dieses besteht aus:

- der geologischen Barriere (Wirtsgestein),
- geotechnischen Barrieren (Schachtverschlüsse, Streckenverschlüsse und Nahfeldbarrieren mit Bohrlochverschlüssen sowie Versatz) und
- technischen Barrieren (Endlagerbehälter)

Es wird wie beim Endlagerkonzept im Salz davon ausgegangen, dass die geologische Barriere hinreichend erkundet wurde, um deren Integrität festzustellen. Insofern stehen die geotechnischen Barrieren im Vordergrund der sicherheitstechnischen Überlegungen. Durch sie erfolgt die Wiederherstellung der Integrität der durch bergbauliche Aktivität durchbrochenen geologischen Barriere. An die geotechnischen Barrieren Schacht- und Streckenverschlüsse sowie die Nahfeldbarrieren mit den Bohrlochverschlüssen sind im Hinblick auf Permeabilität in der Nachbetriebsphase besondere Anforderungen zu stellen, um einen möglichen Wasser-/Lösungszutritt vom Deckgebirge zu den eingelagerten Abfällen dauerhaft zu verhindern bzw. zu verzögern. Für den Fall, dass Radionuklide in der Endlager-nachbetriebsphase mobilisiert werden sollten, müssen diese durch entsprechende Dichtfunktion der geotechnischen Barrieren im Endlager zurückgehalten werden. Die primäre Funktion des Versatzes besteht in der Verringerung des Hohlraumvolumens der Strecken und sonstigen Grubenbaue im Grubengebäude. Darüber hinaus soll er die geologische Barriere mechanisch stabilisieren und so zum Erhalt ihrer Integrität beitragen. Die Funktion der Endlagerbehälter als technische Barriere besteht im Wesentlichen darin, die in ihnen verpackten radioaktiven Abfälle während des Transportes und der Einlagerung in der Betriebsphase sicher und dicht zu umschließen. Hinsichtlich ihrer Integrität in der Nachbe-

triebsphase wird vorbehaltlich weiterführender Untersuchungen davon ausgegangen, dass aufgrund der geologischen und geotechnischen Barrieren bereits die Endlagersicherheit gewährleistet ist und von den Barriereigenschaften der Endlagerbehälter kein Kredit genommen werden muss. Abbildung 6-1 zeigt schematisch das Prinzip des Verfüll- und Verschleißkonzeptes mit verfüllten Grubenräumen und der Anordnung von Schacht- und Streckenverschlüssen sowie von Nahfeldbarrieren mit Bohrlochverschlüssen.

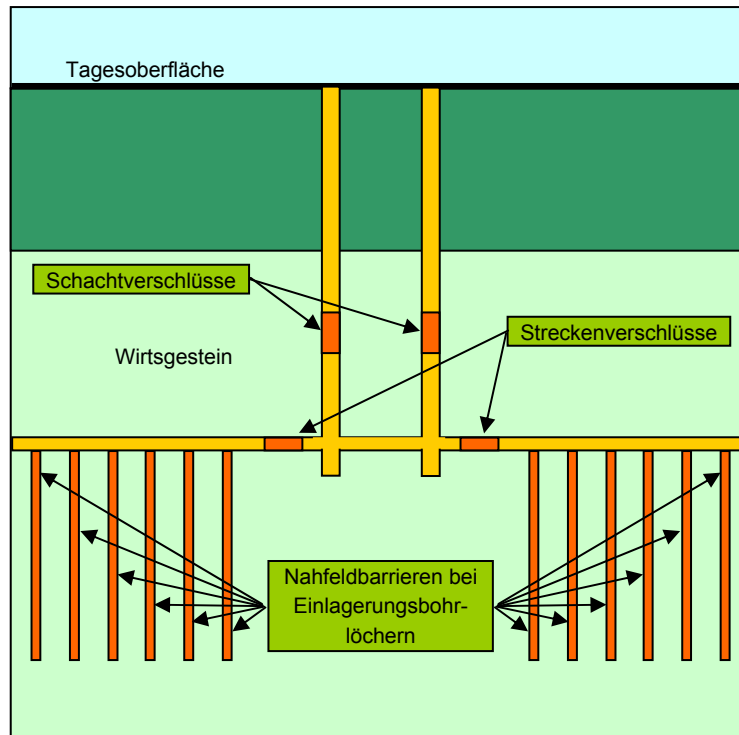


Abbildung 6-1: Schematische Darstellung des Verfüll- und Verschleißkonzeptes

6.1 Verfüllkonzept

Die Verfüllung von Einlagerungsstrecken, Richtstrecken und Querschlägen erfolgt mit Versatzmaterial, das aus dem Haufwerk aus der Streckenauffahrung gewonnen wird. Insgesamt ergibt sich ein zu verfüllendes Gesamthohlraumvolumen von etwa 5,65 Mio m³ (ohne Schächte).

Für den überwiegenden Teil des Grubengebäudes kann das Haufwerk ohne Witterungseinflüsse durch übertägige Aufhaldung ausgesetzt zu sein direkt aus der Streckenauffahrung im Umlauf über einen untertägigen Bunker als Schnittstelle zwischen ÜB und KB im KB abgezogen werden.

Als Einbringtechnik ist Schleudern vorgesehen (siehe Kap. 5.2.2). In der Stilllegungsphase steht kein Haufwerk aus Vortrieben mehr zur Verfügung. Insofern ist für das Versetzen der restlichen Grubenbaue mit einem Hohlraumvolumen von ca. 0,538 Mio. m³ entweder aufbe-

reitetes Haldenmaterial oder Fremdversatz zu verwenden. Dies gilt auch für den Schluss der Betriebsphase, da allenfalls noch das Haufwerk aus der Auffahrung der letzten Einlagerungsstrecke zu Versatzzwecken für andere Strecken zur Verfügung steht, die Einlagerungsstrecke selbst aber damit nicht versetzt werden kann. Dies wird hier jedoch vernachlässigt. Die Frage, ob es sicherheitstechnisch notwendig ist, dem Versatzgut noch abdichtend wirkende Stoffe wie z. B. Bentonit beizumengen, muss im Zusammenhang mit dem Gesamtsicherheitsnachweis bewertet werden.

6.2 Verschleißkonzept

Das vorgesehene Verschleißkonzept basiert auf dem vorgenannten Mehrbarrierensystem und sieht deshalb sowohl im unmittelbaren Nahbereich der Endlagerbehälter als auch an sicherheitstechnisch bedeutenden Stellen im Grubengebäude Barrieren und Verschlussbauwerke vor. Folgende geotechnische Barrieren sind geplant:

- Nahfeldbarrieren bei den Einlagerungsbohrlöchern
- Streckenverschlüsse und
- Schachtverschlüsse

Basierend auf dem Grubengebäudezuschnitt ergibt sich für das Zusammenwirken der verschiedenen geotechnischen Barrieren im Detail das in Abbildung 6-2 dargestellte Ersatzschaltbild.

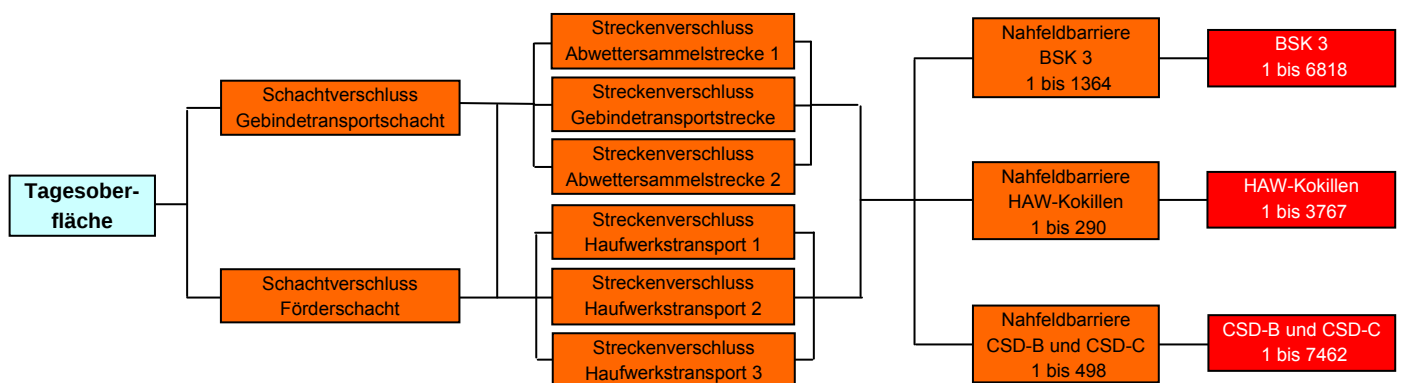


Abbildung 6-2: Schematische Darstellung des Verschleißkonzepts im Detail

Die Gebinde in den Einlagerungsbohrlöchern sind allseitig umgeben von den jeweils zugehörigen Nahfeldbarrieren. Diese sind sowohl mit den jeweils strömungstechnisch parallel angeordneten Strecken- und Schachtverschlüssen als auch mit der geologischen Barriere (Wirtsgestein) in Reihe geschaltet.

Im Einzelnen kommen ihnen folgende Aufgaben zu:

- **Nahfeldbarriere mit Bohrlochverschluss**
Die Nahfeldbarriere mit dem Bohrlochverschluss hat zwei Funktionen zu erfüllen. Während der Offenstandszeit der Strecke hat diese eine Abschirmwirkung gegen ionisierende Strahlung der letzten eingelagerten Abfallbehälter zu erfüllen. Langfristig soll die Nahfeldbarriere eine Dichtfunktion übernehmen und den sicheren Einschluss der Endlagerbehälter gewährleisten.
- **Streckenverschlüsse**
Streckenverschlüsse sind Bestandteil des Gesamtverschlusskonzeptes des Endlagers und haben die Funktion, bei der gestörten Endlagerentwicklung über den Schachtverschluss eintretende Fluide vor einem Zutritt ins Grubengebäude zu ver- oder behindern.
- **Schachtverschlüsse**
Die Schachtverschlüsse dienen der Wiederherstellung der Unversehrtheit des einschlusswirksamen Gebirgsbereichs. Ihre Hauptfunktion besteht darin, einen Wasser-/Lösungszutritt vom Deckgebirge ins Endlager nach dessen Schließung zu verhindern, und für den Fall, dass Radionuklide in der Endlagernachbetriebsphase mobilisiert würden, diese durch entsprechende Dichtfunktion im Endlager zurückzuhalten.

6.2.1 Nahfeldbarrieren mit Bohrlochverschlüssen

Die Endlagerbehälter werden mit einer geotechnischen Nahfeldbarriere umgeben, da die Bohrlöcher aufgrund des gebräuchlichen und feuchtigkeitsempfindlichen Gebirges einerseits auszubauen sind und andererseits in Verbindung mit den nur gering ausgeprägten Kriecheigenschaften des Tonsteins ein dichter Einschluss der Gebinde nicht selbsttätig durch Auflaufen des Gebirges (Konvergenz) erreicht würde, wie das in einer Salzformation der Fall wäre. Diese Nahfeldbarriere besteht insofern aus Bentonit und dient dem Zweck, unter Ausnutzung seines Quellvermögens bei Lösungszutritt vorhandene Resthohlräume zu schließen und damit Lösungszutritte zu den Behältern zu verzögern und umgekehrt einen Rückhalteeffekt für in Lösung gegangene Radionuklide zu gewährleisten.

Die Einlagerung der Gebinde erfolgt in ca. 50 m tiefen Bohrlöchern, die dazu mit hochkompaktierten Bentonitformteilen ausgekleidet sind. Nach beendeter Einlagerung wird das Bohrloch oben mit einem Bentonitpfropfen verschlossen s. Abbildung 6-3.

Für die Phase des Einbaus der Bentonitringe ist zur Vermeidung von Nachfall aus der Bohrlochwandung der Einbau eines Außenliners erforderlich, um zu gewährleisten, dass die Bentonitsäule aus den einzelnen Bentonitringen ohne störende Haufwerkszwischenlagen aufgebaut werden kann. Der Außenliner besteht aus Stahlröhren mit einer Wandstärke von ca. 10 mm und wird entweder im Zuge der Herstellung des Erweiterungsbohrlochs in Schüssen am Bohrlochkopf eingebaut oder unmittelbar danach.

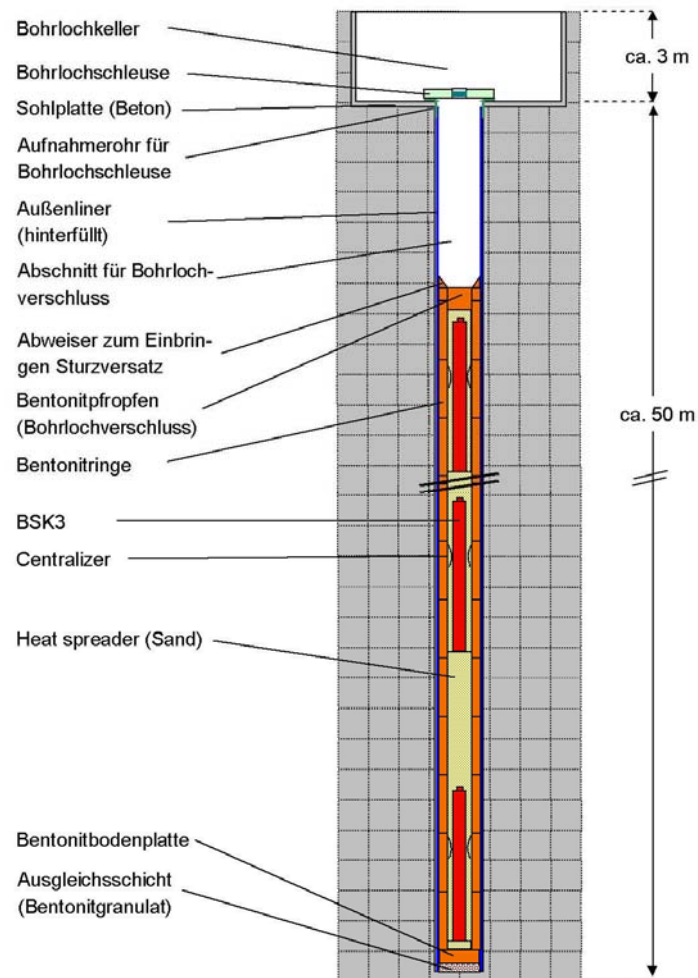


Abbildung 6-3: Einlagerungsbohrloch für BSK 3

Anschließend erfolgt die Verfüllung des Ringraumes zwischen Wirtsgestein und Außenliner mit Bentonitsuspension oder Bentonitzementsuspension. Damit wird einerseits eine Vergleichmäßigung des Lasteintrags vom Gebirge auf den Außenliner erreicht und andererseits Wegsamkeiten auch außerhalb der geotechnischen Nahfeldbarriere bis zur Bohrlochsohle verschlossen sowie ein ausreichender Wärmeübergang sichergestellt.

Auf der Bohrlochsohle wird eine Ausgleichsschicht aus Bentonitgranulat aufgebracht (als Sturzversatz oder mit bodenentleerendem Gefäß) und für das anschließende Einbringen der Bentonit-Bodenplatte geglättet und verdichtet. Nach dem darauffolgenden Einbringen der unteren Bentonit-Bodenplatte, die den unteren Abschluss der geotechnischen Barriere darstellt, erfolgt der Einbau der Bentonitringe (seitliche geotechnische Barriere) bis oberhalb der 5. BSK 3. An den vorgesehenen Absetzpositionen der BSK 3 werden Centralizer eingesetzt, die für eine mittige Position der BSK 3 sorgen. Dazu sind Töpfe mit Kragen vorgesehen, die vorab in den entsprechenden Bentonitringen eingesetzt und mit diesen im Bohrloch abgesetzt werden. Auf dem obersten Bentonitring wird ein Abweiser aufgesetzt, der dem Zweck dient, den als Sturzversatz eingebrachten Sand bei gleichzeitigem Schutz des obersten Bentonitringes in die Öffnung zu leiten. Darüber hinaus fungiert er als Einfädelhilfe für den als oberen Abschluss der geotechnischen Barriere einzubringenden Bentonitpfropfen. Der Ab-

weiser besteht aus einem konischen Blechformteil, das zur Hohlraumminimierung innen mit Bentonit gefüllt ist und im Bohrloch verbleibt. Ebenso denkbar ist ein einfacheres, nicht gefülltes Blechformteil, welches nach Einsetzen des Bentonitpfropfens wieder entfernt wird.

Bei den BSK 3 ist vorgesehen, diese aus betrieblichen Erwägungen nur mit Sand zu versetzen. Dieser fungiert im Bereich der Kokille als heat spreader und oberhalb der gerade versetzten Kokille als reines Verfüllmaterial im Bohrloch bis zur nächsten BSK 3- Absetzposition. Ein Einbringen von Zwischenlagen zwischen den Kokillen aus Wirtsgestein (aufbereitetes Haufwerk aus der Streckenauffahrung) und/oder Bentonitgranulat ist jedoch möglich.

Nach dem Einlagern der letzten Kokille erfolgt das Einbringen des heat spreaders und ggf. zusätzlich noch von Bentonitgranulat (in Abbildung 6-3 nicht dargestellt) soweit oberhalb des Greifpilzes der BSK 3, dass die Bohrlochschleuse in strahlenschutztechnischer Hinsicht gefahrlos demontiert werden kann. Anschließend erfolgt das Einsetzen des Bohrlochpfropfens. Der Raum oberhalb des Bohrlochpfropfens wird im Hinblick auf einen Zutritt zementhaltiger Lösungen aus dem Streckenausbau mit Bentonitgranulat oder mit plastischem Ton als sorbierende Schicht verfüllt.

Im Zuge dieser Arbeiten wird auch der Bohrlochkeller mit verfüllt, um auf sonst notwendige Sicherungsmaßnahmen in Form einer Bohrlochkellerabdeckung bis zum endgültigen Versetzen der Strecke verzichten zu können. Die Sohlplatte aus Beton für die Aufnahme der Bohrlochschleuse wird entfernt, um den Kopfbereich des Bohrlochs gegen den Zutritt von Lösungen gegebenenfalls zusätzlich durch Aufbringen einer Tonschicht schützen zu können.

Bei den WA-Abfällen (HAW-Kokillen, CSD-B und CSD-C) ist das Einbau-, Verfüll- und Verschlussprinzip ähnlich. Unterschiede bestehen nur im Versatzmaterial zwischen den Kokillen. Da ein heat spreader nicht erforderlich ist, werden die Kokillen bündig mit nur geringem Ringspalt zu den Bentonitringen eingebracht. Als Versatzmaterial zwischen den Kokillen kommt entweder aufbereitetes Haufwerk aus der Streckenauffahrung und/oder Bentonitgranulat in Frage.

6.2.2 Streckenverschlüsse

Die Einlagerungsstrecken sind in ihrer Länge so bemessen, dass ggf. zusätzlich erforderliche Verschlussbauwerke errichtet werden können. Im Rahmen dieser Konzeptplanung wird jedoch angenommen, dass Verschlussbauwerke zwischen den Schächten und den Einlagerungsfeldern ausreichen. Insgesamt sind unter dieser Voraussetzung folgende Verschlussbauwerke zu berücksichtigen – Abbildung 6-4:

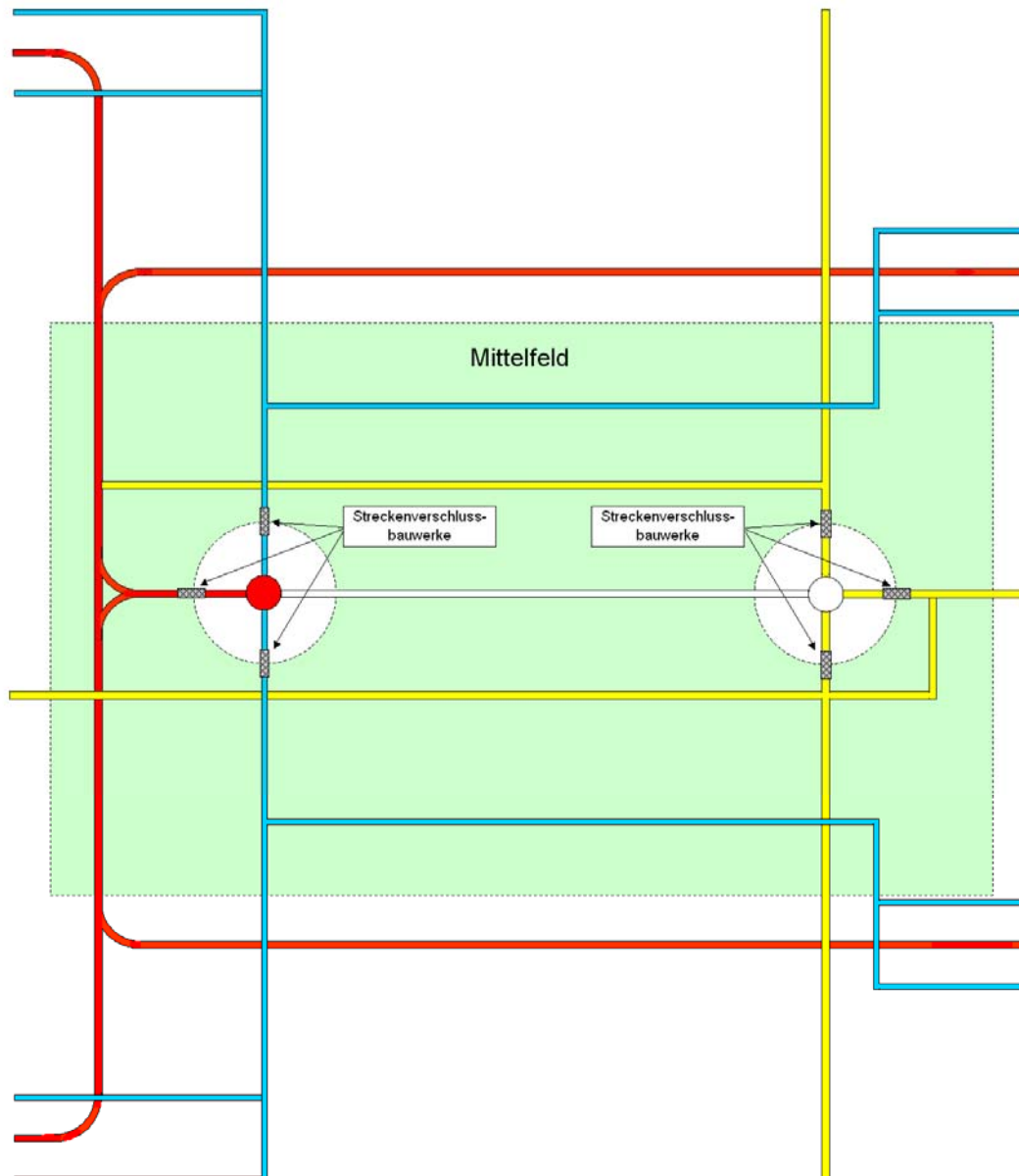


Abbildung 6-4: Lage der Streckenverschlüsse

Entsprechend Abbildung 6-4 sind für die Streckenverschlüsse folgende Standorte vorgesehen:

- 2 Verschlussbauwerke in Abwettersammelstrecken am Gebindetransportschacht
- 1 Verschlussbauwerk in Gebindetransportstrecke am Gebindetransportschacht
- 3 Verschlussbauwerke in Haufwerktransportstrecken am Förderschacht

Streckenquerschnitte:

	lichter Querschnitt	Ausbruch- querschnitt
	m ²	m ²
Richtstrecken Haufwerkstransport	32	39,7
Abwetterstrecken	15	19,0
Richtstrecke Gebindettransport	52	65,0

An den vorgesehenen Standorten ist der vorhandene Streckenausbau zu rauben und der Streckenmantel nachzuschneiden. Der Streckennahbereich ist zur Vermeidung von Umläufigkeiten zu injizieren. Nach Einbau des Verschlussbauwerkes erfolgen weitere Injektionen im Kontaktbereich zum Wirtsgestein. Die wesentlichen Elemente eines Streckenverschlusses sind ein oder mehrere Dichtelemente sowie ein statisches Widerlager zur Abtragung von Gebirgsdruck und Lasten aus potenziellen Störfallmedien und ggf. eine Verbesserung des anstehenden Wirtsgesteins durch Injektionen. Als möglich Vorlage für ein technisches Konzept wird in Abbildung 6-5 auf den Vorschlag der Nagra für deren Endlagerkonzept in Tonstein verwiesen.

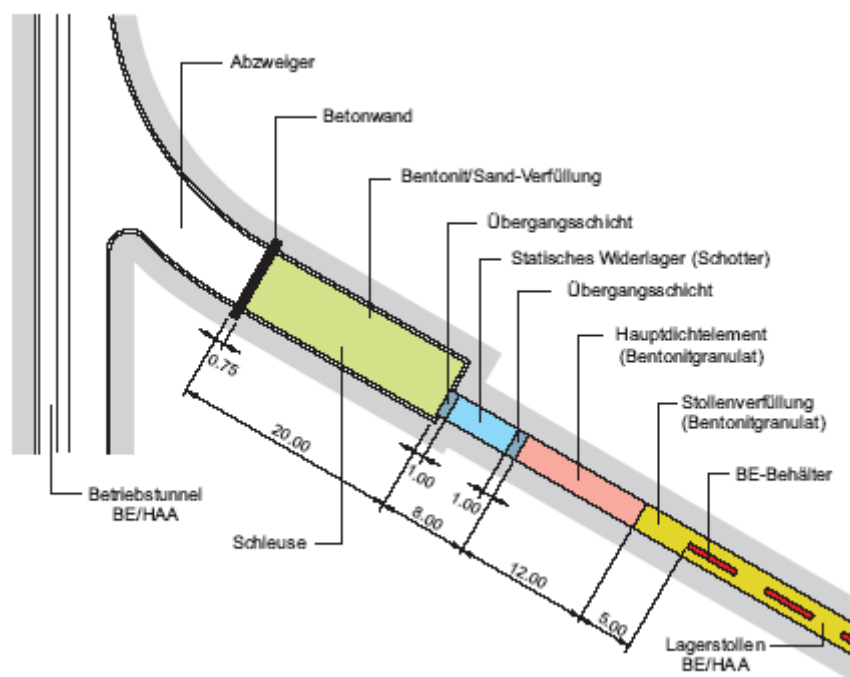


Abbildung 6-5: Konzept für einen Streckenverschluss gemäß Endlagerkonzept der Nagra [NAGRA 2002a]

6.2.3 Schachtverschlüsse

Durch den geringeren Überlagerungsdruck der aus der Tiefenlage des Endlagers von 300 – 400 m resultiert, muss der Schachtverschluss im Vergleich zu einem Standort im Süddeutschen Molassebecken und im Vergleich zu einem Endlager in Salz in ca. 1000 m Teufe geringeren Belastungen widerstehen, die durch die Konvergenz der Wirtsgesteinsformation

und des Deckgebirges hervorgerufen werden. Da die petrographische Ausbildung und damit die Permeabilität des Deckgebirges von der des Wirtsgesteins nicht signifikant abweicht, sind hohe Anforderung an die Dichtheit über die gesamte Verfüllsäule des Schachtes gestellt. Aufgrund der zu erwartenden gleichmäßigen, hydrochemischen Verhältnisse über die Gesamtlänge des Schachtes kann eine obere Deckgebirgsabdichtung gegenüber Süßwasser wegfallen. Deshalb wird für den gesamten Schacht eine Verfüllsäule aus speziell abgestuften Calcigel-Granulaten und -Briketts vorgesehen. Zusätzlich ist ein Dichtelement im Bereich des Wirtsgesteins zu erstellen. Vorbehaltlich weiterführender Planungen wird hier davon ausgegangen, dass die Schächte möglichst tief, d. h. bis in eine Teufe von etwa 270 m mit Stahl-Betonverbundausbau mit Asphalt-Hinterfüllung ausgebaut werden, der nicht geraubt wird. Unter Berücksichtigung der Lage der Abwetterstrecken, die oberhalb des Füllortes in den Schacht einmünden (Auflockerungszone) und durch die Lage des Fundamentes für den Gleitabau ergibt sich unter Ansatz eines etwa 40 bis 50 m hohen Dichtelementes eine Einbauteufe zwischen 270 m (Oberkante) und 320 m (Unterkante). In Abbildung 6-6 ist die Lage des Schachtverschlusses am Beispiel des Gebindetransportschachtes dargestellt.

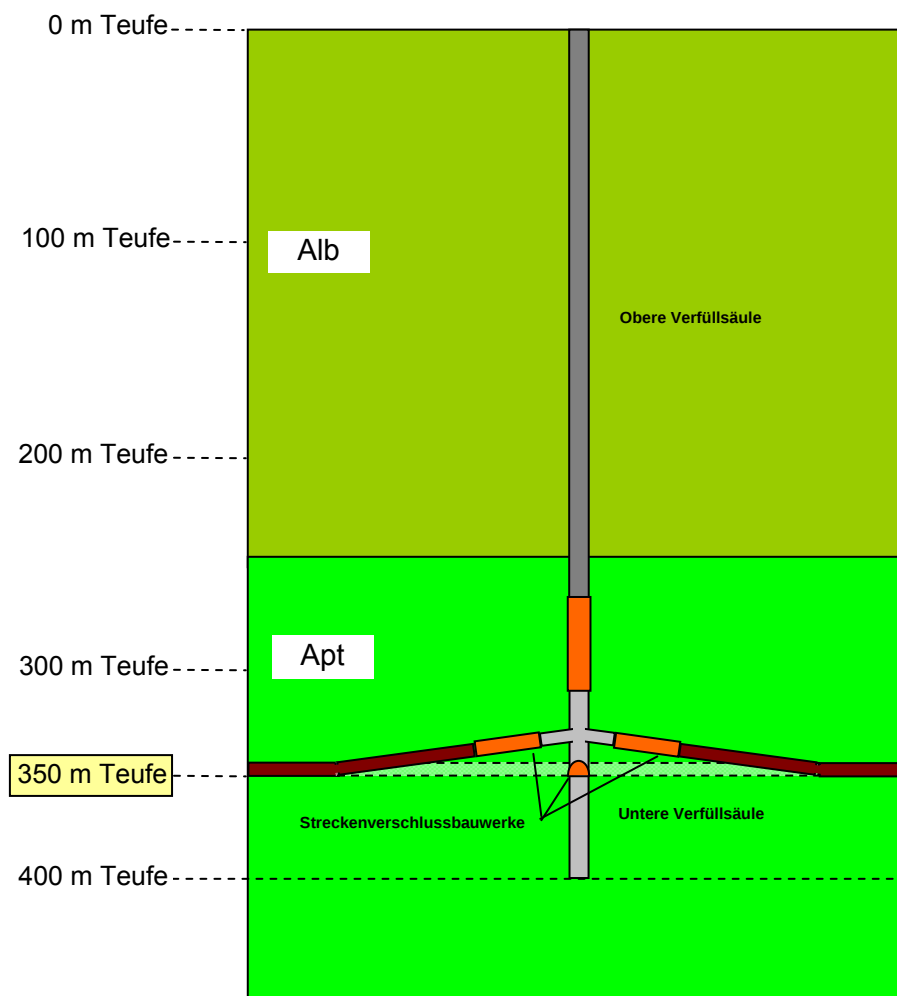


Abbildung 6-6: Lage des Schachtverschlusses (Gebindetransportschacht)

Für den Einbau des Dichtelementes wird der vorhandene Schachtausbau sukzessive von unten nach oben abschnittsweise entfernt und die Schachtwandung nachgeschnitten. Die

untere Verfüllsäule übernimmt die Aufgabe als Widerlager für das Dichtelement zu fungieren. Insofern werden hier setzungsstabile Verfüllmaterialien wie z. B. Schotter eingesetzt. Als möglich Vorlage für ein technisches Konzept wird in Abbildung 6-7 auf den Vorschlag der Nagra für deren Endlagerkonzept in Tonstein verwiesen.

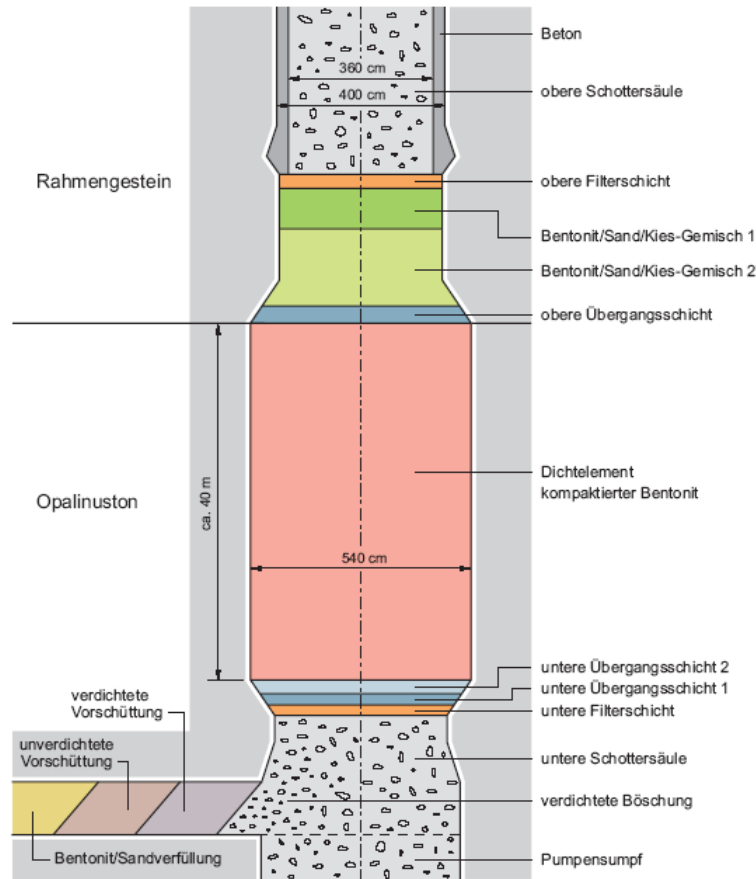


Abbildung 6-7: Konzept für einen Schachtverschluss gemäß Endlagerkonzept der Nagra [NAGRA 2002a]

6.2.4 Schlussbemerkungen

Erfahrungen zum Bau und nachweisbare Funktionen von geotechnischen Barrieren (Bohrloch-, Strecken- und Schachtverschluss) im Tonstein liegen in Deutschland nicht vor. Deshalb lassen sich angemessene technische Konzepte zum einen in Anlehnung an Verfüll- und Verschlusskonzepte für Endlager in Salz oder zum anderen für Endlager in Tonstein in Frankreich und der Schweiz ableiten. Im Rahmen von Forschungs- und Entwicklungsarbeiten sind bei weitergehenden Planungen zur Endlagerung von ausgedienten Brennelementen und Wiederaufarbeitungsabfällen in Tonstein die Anforderungen an die einzelnen Barrieren detailliert herzuleiten. Darauf aufbauen sind dann die technischen Konzepte weiter zu entwickeln und Fragen zu den Wechselwirkungen der Barrierenbaustoffe mit dem Wirtsgestein zu untersuchen. In diesem Zusammenhang sind auch technische Einzelfragen zu klären wie z. B. der Rückbau des Stahl-Beton-Verbundausbaus und gleichzeitiger Einbau der Barrierenbaustoffe sowie die Verbesserung der Gebirgsqualität in Strecken und Schachtkonturnähe.

7 Safeguards

Im Rahmen des FuE-Vorhabens "Gegenüberstellung von Endlagerkonzepten in Salz und Tongestein" GEIST [Filbert et al. 2004b, Filbert et al. 2004c] wurde grundsätzlich ein Vergleich zwischen Safeguardsmaßnahmen für ein Endlager in Salz und Safeguardsmaßnahmen für ein Endlager in Ton durchgeführt. Im Folgenden werden die wichtigsten Aussagen zusammengefasst und um die Wiedergabe des Diskussionsstandes zu Safeguardsmaßnahmen im Endlager beim IAEA-Arbeitskreis „Application of Safeguards to Geological Repositories (ASTOR) Group of Experts“ ergänzt.

7.1 Ziele der IAEA

Die "International Atomic Energy Agency" in Wien (IAEA) als zuständige Organisation verfolgt mit Safeguardsmaßnahmen das folgende technische Ziel: „Die rechtzeitige Entdeckung der Abzweigung von bedeutsamen Mengen von Nuklearmaterial aus der friedlichen Nutzung von Kernmaterial zur Herstellung von Waffen oder anderen kerntechnischen Sprengstoff oder für andere unbekannte Zwecke und zur Abschreckung solcher Abzweigungen durch das Risiko einer frühzeitigen Entdeckung und zur Entdeckung nicht deklarerter Materialien und Aktivitäten in einem Staat“ [IAEA 2002].

Erfahrungen zur Kernmaterialüberwachung liegen bei der IAEA für alle kerntechnischen Bereiche vor, in denen mit spaltbarem Material umgegangen wird. Für den Bereich Endlagerung gibt es solche Erfahrungen nicht. Deshalb hat die IAEA seit 2006 den Arbeitskreis ASTOR gegründet.

Ziel der ASTOR-Arbeitsgruppe ist es, die IAEA bei der Entwicklung eines integrierten Safeguardsansatzes, welcher auf die ersten Endlagerprojekte, die gebaut und in Betrieb gehen, angewendet werden kann, zu unterstützen. Die Endlagerprojekte, die dieser Entwicklung zugrunde liegen, sind zurzeit die nationalen Projekte Schwedens und Finnlands im Wirtsgestein Granit.

Diskutiert werden in der Arbeitsgruppe u. a. das Design-Information „Questionnaire“ als Unterlage zur Beschreibung der Anlage, die Definition einer „Repository Site“ (Grenze Zaun übertäglich oder Ausdehnung unter Tage) und das „Monitoring“ beinhaltend passive oder aktive geophysikalische Methoden zur Überwachung.

Grundsätzlich werden folgende Kontrollen zur Kernmaterialüberwachung in kerntechnischen Anlagen vorgesehen:

- Materialbuchhaltung,
- Materialverifizierung,
- räumlicher Einschluss und Fernüberwachung (als ergänzende Maßnahmen)

Auf die Endlagerung übertragen bedeutet Kernmaterialüberwachung, dass das angelieferte spaltbare Material (z. B. in Form von Brennstäben in verschlossenen POLLUX-Behältern für

die Streckenlagerung oder Brennstabkokillen für die Bohrlochlagerung beim Konzept der Direkten Endlagerung) im übertägigen Bereich des Endlagers überwacht wird. Inwieweit auch eine untertägige Kernmaterialüberwachung durch die IAEA für erforderlich erachtet wird, hängt vom jeweiligen nationalen Endlagerkonzept ab. Möglichkeiten zum Abzweigen von spaltbarem Material sollen identifiziert und Maßnahmen zu dessen rechtzeitiger Entdeckung entwickelt werden. Als Abzweigungsszenarien versteht man seit Inkrafttreten des Zusatzprotokolls [INFCIRC/540] zum nuklearen Nichtverbreitungsvertrag (NVV) oder Atomwaffensperrvertrag sowohl das Entwenden von Endlagergebinden mit ausgedienten Brennelementen zum Zwecke der Nuklearwaffenherstellung als auch das heimliche Öffnen von Gebinden unter Tage im Endlager durch den Staat als Betreiber des Endlagers mit anschließender Wiederaufarbeitung zur Gewinnung von bombenfähigem Material.

Das nationale Endlagerkonzept schränkt die Möglichkeiten der üblichen Kernmaterialüberwachung ein.

Eine Verifizierung der eingelagerten Behälter durch Inspektoren der IAEA wäre theoretisch nur bis zum Zeitpunkt der Einlagerung in Strecken oder in Bohrlöchern möglich. Nach dem Versatz wären in der Betriebsphase und Nachbetriebsphase eines Endlagers nur Maßnahmen der Fernüberwachung (Beobachtung) denkbar, da kein direkter Zugang zu den Endlagergebinden mehr möglich ist.

7.2 Safeguardskonzept für ein Endlager in Tongestein in der Betriebsphase

In Anlehnung an das Safeguardskonzept für ein Endlager in Salz wurde folgendes Konzept für ein Endlager in Tongestein aufgestellt.

Die potenziellen Möglichkeiten zum Abzweig von Kernmaterial sind in beiden Wirtsgesteinen identisch:

- Austausch eines mit spaltbarem Material beladenen Endlagerbehälters gegen einen leeren Behälter über Tage
- Rückholung eines eingelagerten Endlagerbehälters aus dem Grubengebäude
- Öffnung eines Endlagerbehälters unter Tage und Entnahme des spaltbaren Materials sowie Transport nach über Tage zu einer externen Wiederaufarbeitungsanlage oder
- Entnahme von spaltbarem Material aus einem Endlagerbehälter unter Tage und Betrieb einer untertägigen Wiederaufarbeitung

Das Abzweigszenario „Betrieb einer externen Wiederaufarbeitungsanlage“ erfordert den Rücktransport des spaltbaren Materials nach über Tage durch den Schacht oder den Zugang zum Bergwerk durch einen separaten Schacht oder Tunnel von außerhalb.

Im deutschen Endlagerkonzept liegt die Konditionierungsanlage für das Endlager in Salz außerhalb des Endlagergeländes. Erforderliche Safeguardsmaßnahmen liegen bereits konzeptionell beim Betreiber, GNS Gesellschaft für Nuklear-Service mbH, vor. Es kann davon

ausgegangen werden, dass dieses Konzept auf die Konditionierungsanlage für ein Endlager in Ton übertragbar ist. Aus der Konditionierungsanlage wird zum Endlager ein über eine elektronisches Siegel verifizierbares Endlagergebinde (POLLUX-3 oder BSK 3) übergeben.

Die Grundstruktur eines Safeguardskonzeptes sieht die Einrichtung von Materialbilanzzonen [Richter 1998] vor. Hier werden für einen definierten Bereich, z. B. die Tagesanlagen mit Eingangshalle, Pufferhalle, Umladeanlagen mit Umladestation, falls erforderlich, und dem Schachtzugang, eine dieser Zonen eingerichtet. Alle in diesen Bereich eintretenden Endlagergebinde bzw. Transferbehälter werden lückenlos verfolgt und kontrolliert bis sie durch die Schachtbeschickung die Materialbilanzzone verlassen.

Damit werden alle Transporte von über Tage nach untertage und umgekehrt lückenlos überwacht und eine eindeutige Bilanz über eingehende und ausgehende aufgrund der Rückförderung leerer Transferbehälter Transporte ermöglicht.

Zusätzlich zu dieser Maßnahme werden nicht nur der übertägige Anlagenbereich sondern auch das Grubengebäude durch Inspektoren der IAEA und EURATOM auf Übereinstimmung mit den vorgelegten und genehmigten Planungen kontrolliert (Designverifikation). Dadurch soll eine rechtzeitige Entdeckung eines heimlichen Missbrauches sichergestellt werden, wie beispielsweise des Baues von nichtdeklarierten Heißen Zellen unter Tage. Der Ausschluss von Heißen Zellen macht eine untertägige Kontrolle der Endlagergebinde überflüssig.

Um diese Design-Verifikation zu unterstützen, ist es im Rahmen eines Vorhabens des deutschen IAEA-Safeguards-Unterstützungsprogramms geplant, in Gorleben für das Endlagermedium Salz passive seismoakustische Untersuchungen durchzuführen. Hierbei ist zu untersuchen, ob mittels Messstation von über Tage untertägige Arbeiten, wie z. B. Bohren, Sprengen und Truckfahrten, identifizierbar sind. Eine Übertragbarkeit der erwarteten Ergebnisse auf das Wirtsgestein Ton ist zu prüfen.

7.3 Safeguardsaspekte in der Nachbetriebsphase

Es wird davon ausgegangen, dass in einem Endlager in Tongestein wie im Salz ein vollständiger Einschluss der Endlagergebinde möglich ist [Filbert et al. 2004c]. Somit kann wie für ein Endlager im Salz die Überwachung in der Nachbetriebsphase auf eine Überwachung der Erdoberfläche über dem verfüllten und geschlossenen Endlager beschränkt werden. Dazu zählen z. B. Luftbildaufnahmen, Satellitenbilder oder Radarbilder. Im Rahmen weiterführender Forschungen ist dabei zu untersuchen, ob neue geophysikalische Methoden zur Überwachung des Endlagers von über Tage weiterführende Ergebnisse liefern können wie z. B. die passive Seismoakustik.

8 FuE-Bedarf

Der im Rahmen des Vorhabens identifizierte FuE-Bedarf bezieht sich auf Fragestellungen bzw. offene Punkte, die im Hinblick auf weiterführende, vertiefende Planungen für ein Endlager im Tonstein im Vordergrund stehen. Er umfasst daher nicht zwangsläufig sämtliche offene Punkte, deren Beantwortung für eine Genehmigung und Realisierung eines Endlagers erforderlich sind, da diese sich insgesamt erst im Verlauf der Planungsphasen heraus kristallisieren und definiert werden können.

Der FuE-Bedarf für die Realisierung des HAW-Endlagers im Tonstein ist im Wesentlichen auf Fragestellungen beschränkt, die mit dem vorgeschlagenen Einlagerungskonzept verbunden sind. Dieses besteht aus der Einlagerung sämtlicher Kokillen in ein mit Bentonitringen (geotechnische Nahfeldbarriere) ausgekleidetes Bohrloch. Zum Schutz vor Nachfall wird das Bohrloch während oder unmittelbar nach Herstellung der Erweiterungsbohrung mit einem Außenliner ausgebaut. Anschließend erfolgt das Einstapeln der Bentonitformteile bis zur Höhe des geplanten Bohrlochverschlusses. Bei den BSK 3 kommt eine wärmeverteilende Sandschicht hinzu, die in den Ringraum zwischen BSK 3 und Bentonitringen eingebracht wird. Zur Gewährleistung einer mittigen Lage der BSK 3 im Bohrloch dienen an den vorgesehenen Absetzposition Zentriervorrichtungen, die im Zuge des Einbaus der Bentonitringe eingebracht werden. Bei den übrigen Kokillen kann der heat spreader entfallen.

Untersuchungsbedarf besteht in erster Linie in Bezug auf die Möglichkeit, sowohl für die korrekte Implementierung der technischen und geotechnischen Barrieren sowie des Versatzes als auch für die Langzeitsicherheit Nachweise zu führen. Jede Barriere hat ihre Schutzfunktion, deren Wirksamkeit im Vorfeld nachgewiesen werden muss. Die korrekte Beschreibung des Systemverhaltens unter den Randbedingungen der technischen Implementierbarkeit steht dabei im Vordergrund. Darüber hinaus ergibt sich in begrenztem Umfang Entwicklungsbedarf bei den Betriebsmitteln für die Herstellung und Herrichtung sowie für das Einlagern und Versetzen der Einlagerungsbohrlöcher.

Im Detail ergibt sich folgender Forschungs- und Entwicklungsbedarf:

Forschungsbedarf

- **Geotechnische Nahfeldbarriere – Bentonitringe**

Es ist zu untersuchen, in wie weit sich Art und Abmessungen der geotechnischen Barrieren im Bohrloch im Rahmen eines Langzeitsicherheitsnachweises als geeignet erweisen (Dicke der Bentonitummantelung 30 cm, bei BSK 3 zusätzlich heat spreader (Sand) mit Dicke 20 cm).

- **Geotechnische Nahfeldbarriere – Bohrlochverschluss**

Es ist zu untersuchen, wie ein Bohrlochverschluss gestaltet werden kann, mit dem sowohl eine eventuelle Gasdruckbildung innerhalb des Bohrloches beherrschbar ist, als auch bei Zutritt zementhaltiger Lösungen aus der Einlagerungsstrecke das Auftreten unerwünschter chemischer Reaktionen verhindert wird. Es ist zu klären, wie ein entsprechender Sicherheitsnachweis im Vorfeld geführt werden kann.

- **Versetzen Einlagerungsbohrlöcher - BSK 3**

Es ist zu untersuchen, ob bei der Bohrlochlagerung von BSK 3 eine Verfüllung der Zwischenräume zwischen den einzelnen Behältern ebenfalls mit dem ohnehin notwendigen heat spreader (Sand) in langzeitsicherheitstechnischer Sicht ausreicht, was mit einer Vereinfachung des Betriebsablaufes verbunden wäre, oder ob als Zwischenlage zusätzlich Wirtsgestein und/oder Bentonitgranulat eingebracht werden muss.

- **Versetzen Einlagerungsbohrlöcher - HAW-Kokillen, CSD-B und CSD-C**

Es ist zu untersuchen, ob bei der Einlagerung von HAW-Kokillen sowie CSD-B und CSD-C ein Versetzen des Zwischenraumes zwischen den Gebinden mit ggf. aufgemahlenem Wirtsgestein aus der Streckenauffahrung ausreichend oder aus langzeitsicherheitstechnischer Sicht das zusätzliche Einbringen von Bentonitgranulat erforderlich ist.

- **Behältermaterialien**

Es ist zu untersuchen, welche Anforderungen an die Behälter und das Behältermaterial (BSK 3, HAW-Kokillen, CSD-B und CSD-C) für die Einlagerung in einer Tonformation zu stellen sind im Hinblick auf die thermomechanische Lasteinwirkung und hinsichtlich der Korrosionsbeständigkeit.

- **Versetzen Strecken**

Als Versatzmaterial für die Einlagerungsstrecken, Richtstrecken und Querschläge ist Haufwerk aus der Streckenauffahrung vorgesehen. Für den weitaus größten Teil des Grubengebäudes kann das Haufwerk über den zentralen Haufwerksbunker unter Tage direkt zu den Versatzbetrieben gelangen und muss nicht zwischenzeitlich übertage aufgehaldet werden, wo es Witterungseinflüssen ausgesetzt ist. Das Versatzmaterial soll vorzugsweise durch Schleudern eingebracht werden. Es ist zu untersuchen, welche Anforderungen an das Material zu stellen sind und welche Kriterien es in bergtechnischer und langzeitsicherheitstechnischer Hinsicht (z. B. hinsichtlich Einbaudichte) erfüllen muss. Da zum Ende der Betriebsphase kein Haufwerk aus der Auffahrung von Einlagerungsstrecken mehr zur Verfügung steht, ist für die Verfüllung der restlichen Grubenbaue zu untersuchen, ob und unter welchen Bedingungen Haufwerksmaterial von der Halde verwendet werden kann.

- **Geotechnische Barriere – Streckenverschlüsse/Schachtverschlüsse**

Es ist zu untersuchen, welche Anforderungen an die Strecken- und Schachtverschlüsse im schachtnahen Bereich im Zusammenwirken mit den geotechnischen Nahfeldbarrieren, dem Versatzmaterial in den Strecken und den Schachtverschlüssen zu stellen sind und wie diese auszulegen sind und vor dem Hintergrund des Stahl-Beton-Verbundausbaus in den Strecken realisiert werden können.

- **Sicherheitsnachweise/Funktionsnachweise**

Die Ausgestaltung der zugehörigen Funktionsnachweise bzw. Sicherheitsnachweise für den Versatz und für die geotechnischen Barrieren Bohrloch-, Strecken- und Schachtverschlüsse ist ebenfalls noch zu untersuchen bzw. weiterzuentwickeln.

Entwicklungsbedarf

- **Herstellung der Einlagerungsbohrlöcher**

Die Herstellung von Erkundungsbohrungen im Tonstein ist Stand der Technik. Dies gilt jedoch nicht für die Erweiterungsbohrungen von bis zu 1,5 m Durchmesser. Dies bezieht sich im Wesentlichen auf die Bohrkleinabförderung, die trocken, d. h. im Luftstrom erfolgen sollte, da eine Handhabung der großen erforderlichen Mengen an Bohrspülung bei hydraulischen Bohrverfahren unzweckmäßig ist. Darüber hinaus kommt für die Bohrkleinabförderung nur indirekte Spülung (Bohrkleinabförderung durch Gestänge) in Frage. Geeignete Bohrverfahren für diesen Anwendungsfall stehen prinzipiell zur Verfügung. Dies sind bei den Trockenbohrverfahren einerseits das gestängegeführte Bohrverfahren mit Schleusenbohrkopf, bei dem die Bohrkleinabförderung mit Hilfe einer Zellenrad-schleuse in einen Luftstrom eingeschleust wird (Prinzip der Turmag-Bohranlage mit Schleusenbohrkopf (SBK)), und andererseits das gestängelose Bohrverfahren mit einer angepassten Tunnelvortriebsmaschine (Robbins SBM 1.8) sowie das reverse Raise-boring, bei denen die Abförderung des Bohrkleins durch Absaugen erfolgt. Jedoch sind entweder die Bohrlochdurchmesser oder die Bohrlochteufen geringer. Insofern ist hier eine Anpassung an den vorliegenden Anwendungsfall erforderlich.

Darüber hinaus sind die Bohrlöcher zum Schutz vor Nachfall mit einem Außenliner auszubauen. In Abhängigkeit von den vor Ort tatsächlich angetroffenen Gebirgseigenschaften kann im ungünstigsten Fall das Mitführen eines Außenliners bereits während des Bohrvorgangs erforderlich sein. Hier besteht Entwicklungsbedarf insofern, als die Montage- und Nachsetzeinrichtung in diesem Fall in die Bohranlage zu integrieren ist. Darüber hinaus ist der Bohrkopf so zu gestalten, dass er durch den Außenliner hindurch nach oben gezogen werden kann.

- **Herstellung und Handhabung der Bentonitformteile**

Die Bohrlöcher sollen mit Formteilen aus hochkompaktiertem Bentonit ausgekleidet werden. Im Einzelnen bestehen die Bentonitformteile aus einer Sohlplatte im Bohrloch-tiefsten, den übereinander gestapelten Bentonitringen und dem Bentonitpfropfen, der zum Schluss in den obersten Bentonitring eingesetzt wird. Die Herstellung solcher Formteile mit Hochdruckpressen einschließlich deren Handhabung mit Vakuumhebezeugen ist Stand der Technik. Entwicklungsbedarf besteht jedoch bei der Handhabung der Formteile untertage. Dort sind die in einem Schutzbehälter angelieferten und neben dem Bohrloch bereit gestellten Formteile von einer Handhabungseinrichtung aufzunehmen und in das 50 m tiefe Bohrloch einzubringen.

- **Centralizer für BSK 3**

Es ist vorgesehen, die BSK 3 in dem mit Bentonitringen ausgekleideten Bohrloch zusammen mit einem heat spreader einzulagern. Für die notwendige Zentrierung der BSK 3 im Bohrloch ist die Entwicklung eines Centralizers erforderlich, der in die Bentonitringe eingesetzt werden kann.

- **Einlagern und Versetzen der Kokillen**

Für die BSK 3 ist im Tonstein dieselbe Einlagerungstechnik vorgesehen wie in einer Salzformation. Die im Rahmen des Vorhabens DENKMAL entwickelte und hergestellte Einlagerungsvorrichtung für die Salzformation ist ausgelegt für eine Einlagerung in bis zu 300 m tiefen Bohrlöchern und wurde in einem übertägigen Versuchsstand erprobt. Mit derselben Maschine wurde auch die Handhabung und Einlagerung eines sogenannten "Triple-pack" von HAW-Kokillen (3 Kokillen in einer Stahlblechummantelung, die der Dimension einer BSK 3 entspricht) demonstriert. Insofern ergibt sich hier kein Entwicklungsbedarf.

Für das Versetzen der Kokillen ist Sturzversatz vorgesehen. Im Falle der BSK 3 wird die im Bohrloch zentrierte Kokille mit Sand (heat spreader) bis zur Absetzposition der nächst folgenden Kokille versetzt. Die Räume zwischen den WA-Kokillen sollen mit Haufwerk oder Bentonitgranulat versetzt werden. Dafür ist eine gleisgebundene Versatzmaschine mit integriertem Versatzbehälter zu entwickeln, der über eine Schwenk- und Senkbewegung an die Bohrlochsleuse andockt.

- **Umsetzbare Absperreinrichtung zur temporären Trennung von Kontroll- und Überwachungsbereich**

Einlagerungsstrecken und Bohrlöcher werden im Überwachungsbereich nach Bedarf, d. h. zum spätest möglichen Zeitpunkt hergestellt, für die Einlagerung hergerichtet und sukzessive an den Kontrollbereich übergeben. Dies bedingt eine Trennung der beiden Bereiche zwischen den Bohrlöchern. Aufgrund der kurzen Zeiten für die Befüllung eines Bohrlochs und den Wechsel zum nächsten erscheinen festeingebaute Absperren wenig geeignet. Insofern besteht Entwicklungsbedarf für eine leicht umsetzbare, gleisgebundene Absperren, die sich mit Hilfe einer Verspanneinrichtung gegen Firste, Stöße und Sohle verspannen kann.

9 Aufwandsermittlung

9.1 Zeitaufwände für die Erkundung, Errichtung, den Betrieb und die Stilllegung des HAW-Endlagers

Die Abschätzung der Zeitaufwände für die Erkundung, Errichtung, den Betrieb und die Stilllegung des HAW-Endlagers beinhaltet die wesentlichen zeitführenden Phasen und Tätigkeiten und ist in zeitlicher Hinsicht wie folgt strukturiert:

- Erkundungsphase übertage bis Beginn Abteufen Schächte
- Erkundungsphase untertage ab Beginn Abteufen Schächte bis Eignungsaussage (Vorlage Sicherheitsbericht)
- Atomrechtliches Genehmigungsverfahren ab Beginn Erstellung Planunterlagen (ab Eignungsaussage Nachlauf 0,5 Jahre für Fertigstellung Planunterlagen und UVP) über Begutachtung, Auslegung und Erörterung der Planunterlagen bis Planfeststellungsbeschluss
- Errichtungsphase ab Planfeststellungsbeschluss bis Beginn Betriebsphase
- Betriebsphase ab Beginn Auffahrung der ersten Einlagerungsstrecke bis Ende Versetzen der letzten Einlagerungsstrecke
- Stilllegungsphase bis Ende Rekultivierung der Tagesoberfläche

Nachfolgend sind die einzelnen Phasen mit Angabe der Zeitaufwände näher erläutert. Auf die sukzessive Errichtung der übertägigen Gebäude und Anlagen während der Erkundungs- und Errichtungsphase wird dabei nicht eingegangen, da sie nicht zeitführend ist.

9.1.1 Erkundungsphase

Übertägige Standorterkundung

Die Abschätzung des Zeitaufwandes für die übertägige Erkundung orientiert sich an dem Zeitaufwand für die übertägigen Erkundungsarbeiten zur Beurteilung der Eignung des Salzstockes Gorleben als Endlager für radioaktiver Abfälle. Diese Arbeiten begannen im Jahre 1979 und wurden 1985 in wesentlichen Teilen abgeschlossen. Im Hinblick auf die durch flache Ablagerung einfacheren geologischen Verhältnisse am Standort Nord-1 und die vergleichsweise geringe Teufenlage des HAW-Endlagers wird von einem Zeitraum von 5 Jahren ausgegangen.

Untertägige Standorterkundung

Die Dauer der untertägigen Standorterkundung wird bestimmt durch die Zeitaufwände für

- die Herstellung der Schächte,
- die Herstellung des Mittelfeldes (Grubennebenräume),
- das Umrüsten Förderschacht auf Koepeförderanlage mit Fördergestell und Fördergefäß und

- die Erschließung und Erkundung der Einlagerungsfelder bis zur Eignungsaussage (Sicherheitsbericht).

Zeitaufwand für die Herstellung der Schächte

Für die Herstellung der ca. 400 m tiefen Schächte einschließlich Baustelleneinrichtung und Herstellung der Vorschächte kann pauschal ein Zeitaufwand von 2 Jahren angesetzt werden. Dabei wird davon ausgegangen, dass beide Schächte zeitlich parallel und nicht im Gefrierverfahren abgeteuft werden.

Zeitaufwand für die Herstellung des Mittelfeldes (Grubennebenräume)

Das Hohlraumvolumen der Grubennebenräume einschließlich Haufwerksbunker wird unter Berücksichtigung der Planungen zum potenziellen Endlager Gorleben und der hier nur einschlägigen Ausrichtung auf etwa 150.000 m³ geschätzt. Im Rahmen der Erkundung ist nur ein Teil davon erforderlich, der mit 50 % angenommen wird.

Für die Abschätzung des Zeitaufwandes für die Herstellung der Grubennebenräume wird vereinfachend von dem gleichen lichten Querschnitt bzw. Ausbruchquerschnitt wie bei den Richtstrecken für den Haufwerkstransport ausgegangen, der 32 m² bzw. 39,7 m² beträgt. Daraus ergibt sich eine fiktive Auffahrlänge von ca. 2.350 m. Aufgrund der überwiegend kurzen Streckenabschnitte wird die durchschnittliche Vortriebsgeschwindigkeit unter Berücksichtigung des Zeitaufwandes für die Umzüge der Vortriebseinrichtungen auf ca. 2 m/AT eingeschätzt. Damit ergibt sich für die Herstellung des Mittelfeldes (50 %) bei Einsatz von zwei Vortriebseinrichtungen ein Zeitaufwand von 2,4 Jahren.

Einschließlich eines Nachlaufes für das Einrichten der Grubennebenräume (wie z. B. Werkstätten, Traforäume usw.) und Fahrbahnbau wird von einem Gesamtzeitaufwand von 3 Jahren ausgegangen.

Zeitaufwand für das Umrüsten Förderschacht auf Koepeförderanlage mit Fördergestell und Fördergefäß

Spätestens vor Beginn der Erschließung der Einlagerungsfelder mit intensiven Auffahrungsarbeiten ist die Abteufförderung des Förderschachtes durch eine Koepeförderanlage mit Fördergestell und Fördergefäß zu ersetzen. Dies umfasst die Demontage des Abteufgerüsts und die Errichtung des Förderturms, die Herstellung der unter- und übertägigen Bunker sowie die Gefäßfüll- und die Gefäßentladeanlage und sonstige Einrichtungen und Bauwerke. Dafür wird von einem Gesamtzeitaufwand von 1 Jahr ausgegangen.

Zeitaufwand für die Erschließung der Einlagerungsfelder

Im Rahmen der Erkundung sind die Einlagerungsbereiche zu umfahren. Im Einzelnen wird davon ausgegangen, dass sämtliche Richtstrecken für den Haufwerkstransport und Querschläge sowie ein Teil der Abwetterstrecken aufgefahren werden. Um die Streckenauffahrungen im Rahmen der Erkundung insgesamt auf das notwendige Maß zu begrenzen, wird dabei auf die Herstellung der Hälfte der Abwetterstrecken und auf die Gebindetransportstrecken ganz verzichtet.

Damit ergeben sich die in Tabelle 9-1 dargestellten Zeitaufwände.

Tabelle 9-1: Zeitaufwände für die Erschließung

	Gesamt- länge [m]	lichter Querschnitt [m²]	Vortriebs- geschwin- digkeit [m/AT]	Zeit- aufwand [AT]	Zeit- aufwand [a]
BSK3					
3 Richtstrecken Haufwerkstransport	6.200	32	4,5	1.378	5,5
Anbindung Richtstrecken Haufwerkstransport ¹⁾	4.730	32	4,5	1.051	4,2
2 Abwetterstrecken	4.150	15	7,5	553	2,2
Anbindung Abwetterstrecken	2.770	15	7,5	369	1,5
24 Querschläge	11.300	52	2,1	5.381	21,5
Summe Zeitaufwand				8.733	34,9
HAW-Kokillen sowie CSD-B und CSD-C					
3 Richtstrecken Haufwerkstransport	2.400	32	4,5	533	2,1
Anbindung Richtstrecken Haufwerkstransport	470	32	4,5	104	0,4
2 Abwetterstrecken	1.600	15	7,5	213	0,9
Anbindung Abwetterstrecken	2.060	15	7,5	275	1,1
6 Querschläge HAW-Kokillen	1.700	42	2,8	607	2,4
6 Querschläge CSD-B und CSD-C	1.900	42	2,8	679	2,7
Summe Zeitaufwand				2.411	9,6
Gesamtzeitaufwand				11.144	44,6

1): einschließlich Schachtverbindungsstrecke und Frischwetterstrecke von ÜB in KB

Unter Zugrundelegung von nur einer Vortriebseinrichtung ergäbe sich nach Tabelle 9-1 ein Gesamtzeitaufwand von 44,6 Jahren.

Die tatsächlichen Zeitaufwände für die Erschließung lassen sich aus den Summenwerten in Tabelle nicht ableiten, da mehrere Vortriebseinrichtungen gleichzeitig eingesetzt werden können.

Praktisch ist die Anzahl von Streckenvortrieben im Hinblick auf logistische und wettertechnische Aspekte jedoch auf ein vertretbares Maß zu beschränken. Geht man beispielsweise von sechs Streckenvortrieben aus, ergeben sich rein rechnerisch 7,4 Jahre für die komplette Erschließung. Hinzu kommen die Umzüge der Vortriebseinrichtungen (20 AT pro Umzug), die mit 36 Stück bzw. 2,9 Jahren zu beziffern sind. Damit ergeben sich für die Erschließung in erster Näherung rechnerisch in Summe ca. 8 Jahre.

Bestimmend für die Dauer der Erschließung ist jedoch aufgrund der großen Streckenlängen mit 34,9 Jahren der Einlagerungsflügel für die BSK 3. Ordnet man diesem Flügel allein vier Vortriebseinrichtungen zu, errechnet sich unter Berücksichtigung von 26 erforderlichen Umzügen (20 AT pro Umzug; daraus ergeben sich insgesamt 2,1 Jahre bzw. ca. 0,5 Jahre pro Vortriebseinrichtung) ein Zeitaufwand von 9,2 Jahren, der als realistischer hier angesetzt wird. Einschließlich eines zeitlichen Nachlaufes für den Fahrbahnbau wird von einem Zeitaufwand von ca. 10 Jahren ausgegangen.

Parallel zu den Auffahrungsarbeiten findet die geowissenschaftliche Erkundung, Auswertung und Bewertung des Standortes sowie die Erstellung des Sicherheitsberichtes (Safety Case) statt, wobei sowohl bei der geowissenschaftlichen Bewertung ein zeitlicher Nachlauf von

einem Jahr zu den Aufführungsarbeiten [Filbert et al. 1998] als auch für die Fertigstellung des Sicherheitsberichts ein zeitlicher Nachlauf von einem Jahr gegenüber der geowissenschaftlichen Standortbewertung zu berücksichtigen ist.

Einschließlich der Herstellung der Schächte ergibt sich damit für die untertägige Erkundung ein Gesamtzeitbedarf von 18 Jahren.

9.1.2 Zeitaufwand für das Atomrechtliche Genehmigungsverfahren

In [Filbert et al. 1998] wird für die Begutachtung, Auslegung und die Erörterung des Plans bis zur Verkündung des Planfeststellungsbeschlusses bei optimaler Vorbereitung sämtlicher Unterlagen, einer zügigen Bearbeitung durch die Planfeststellungsbehörde sowie bei kurzfristig anberaumten Terminen für die Öffentlichkeitsbeteiligung ein Zeitraum von zwei Jahren angesetzt. Zusätzlich wurde ein Nachlauf im Anschluss an die Eignungsaussage von einem halben Jahr für die Fertigstellung der Planunterlagen und der Umweltverträglichkeitsprüfung (UVP) bis zur Einreichung berücksichtigt, so dass sich insgesamt ein Zeitraum von 2,5 Jahren zwischen Eignungsaussage und Beginn Errichtung des Endlagers ergibt.

Vor dem Hintergrund der Dauer des Planfeststellungsverfahrens für das Endlager Konrad, bei der die Zeitspanne von Einreichen Plan im Jahre 1982 bis zur Verkündung des Planfeststellungsbeschluss im Jahre 2002 insgesamt 20 Jahre betrug, von denen ca. 10 Jahre auf den Zeitraum zwischen Auslegung und Planfeststellungsbeschluss entfielen, lässt sich die Dauer für das Atomrechtliche Genehmigungsverfahren jedoch nicht belastbar abschätzen.

Ausgehend von einem Zeitaufwand von 2,5 Jahren für die Erstellung der Planunterlagen und der UVP, die gegenüber dem Sicherheitsbericht (Safety Case) mit einem zeitlichen Nachlauf von einem halben Jahr angebunden sind, wird hier unter Berücksichtigung der Erfahrungen aus dem Planfeststellungsverfahren Konrad für Begutachtung, Auslegung und die Erörterung des Plans bis zur Verkündung des Planfeststellungsbeschlusses eine Dauer von 10 Jahren angesetzt, so dass sich für das Atomrechtliche Genehmigungsverfahren eine Gesamtdauer von 12,5 Jahren ergibt.

9.1.3 Errichtungsphase

In der Errichtungsphase sind folgende Tätigkeiten zu betrachten:

- das Umrüsten Gebindetransportschacht auf Koepeförderanlage mit Fördergestell,
- die Herstellung des Mittelfeldes (restliche 50 % Grubennebenräume),
- Herstellung der restlichen Infrastrukture Strecken und
- die Gesamtinbetriebnahme

Von diesen sind jedoch nur die letzteren beiden zeitführend und damit bestimmend für die Dauer der Errichtungsphase.

Zeitaufwand für das Umrüsten Gebindetransportschacht auf Koepeförderanlage mit Fördergestell

Rechtzeitig vor Beginn der Betriebsphase ist die Abteufförderung des Gebindetransportschachtes durch eine Koepeförderanlage mit Fördergestell zu ersetzen. Dies umfasst die Demontage des Abteufgerüsts und die Errichtung des Förderturms sowie sonstige Einrichtungen und Bauwerke.

Dafür wird von einem Gesamtzeitaufwand von 2 Jahren ausgegangen, der jedoch zeitlich zu den Aufführungsarbeiten parallelisiert werden kann.

Zeitaufwand für die Herstellung des Mittelfeldes (restliche 50 % Grubennebenräume)

Für die Herstellung der restlichen 50 % der Grubennebenräume wird analog zur Erkundungsphase einschließlich Einrichten der Grubennebenräume ein Zeitaufwand von 3 Jahren angesetzt. Dies kann jedoch zeitlich zu den anderen Aufführungsarbeiten parallelisiert werden.

Zeitaufwand für die Herstellung der restlichen Infrastrukturstrecken

Im Rahmen der untertägigen Errichtung sind die Gebindetransportstrecken und die restlichen 50 % der Abwetterstrecken herzustellen. Die dafür kalkulierten Zeitaufwände sind in Tabelle 9-2 dargestellt.

Tabelle 9-2: Zeitaufwände für die Herstellung der restlichen Infrastrukturstrecken

	Gesamt- länge [m]	lichter Querschnitt [m²]	Vortriebs- geschwin- digkeit [m/AT]	Zeit- aufwand [AT]	Zeit- aufwand [a]
BSK3					
2 Richtstrecken Gebindetransport	4.100	52	2,1	1.952	7,8
Anbindung Richtstrecken Gebindetransport	1.580	52	2,1	752	3,0
2 Abwetterstrecken	4.150	15	7,5	553	2,2
Summe Zeitaufwand				3.258	13,0
HAW-Kokillen sowie CSD-B und CSD-C					
2 Richtstrecken Gebindetransport	1.600	42	2,8	571	2,3
Anbindung Richtstrecken Gebindetransport	1.600	42	2,8	571	2,3
2 Abwetterstrecken	1.600	15	7,5	213	0,9
Summe Zeitaufwand				1.356	5,4
Gesamtzeitaufwand				4.614	18,5

Nach Tabelle 9-2 ergibt sich ein Gesamtzeitaufwand von 18,5 Jahren. Im Hinblick auf den im Vergleich zu den WA-Abfällen großen Streckenlängen bei den BSK 3-Einlagerungsfeldern sowie vor dem Hintergrund, dass die Länge der Betriebsphase des Endlagers durch die Einlagerung von BSK 3 bestimmt wird, reduziert sich der Gesamtzeitaufwand auf die notwendige Dauer für die Aufführung einer Richtstrecke Gebindetransport einschließlich Anbindung für die BSK 3-Einlagerungsfelder. Dafür werden ca. 5,5 Jahre benötigt. Die übrigen Strecken können durch Einsatz von drei weiteren Vortriebseinrichtungen innerhalb dieses Zeitraumes hergestellt werden.

Zeitaufwand für die Gesamteinbetriebnahme

Die Gesamteinbetriebnahme umfasst die Bereitstellung sämtlicher für den Einlagerungsbetrieb erforderlicher Betriebsmittel und Einrichtungen. Dies sind unter anderem Teilschnittmaschinen, Fördermittel, Transportmittel, Erkundungs- und Erweiterungsbohrmaschinen, Hebezeuge, Einlagerungsvorrichtungen, Bohrlochschleusen, temporäre Absperreinrichtungen und Versatzfahrzeuge und Einrichtungen des Strahlenschutzes. Insgesamt wird hierfür von einem Zeitraum von einem halben Jahr ausgegangen.

9.1.4 Betriebsphase

Die Dauer der Betriebsphase ergibt sich aus dem durchschnittlichen Einlagerungsfortschritt und dem Mengengerüst der einzulagernden Abfälle. Sowohl für die Einlagerung von BSK 3 als auch HAW-Kokillen, CSD-B und CSD-C wird von einer kampagnenweisen Einlagerung in der Form ausgegangen, dass nach Befüllung eines Bohrlochs zunächst die Arbeitsvorgänge für den Wechsel zum nächsten Bohrloch erfolgen (Umsetzen Bohrlochschleuse, Einlagerungsvorrichtung, Längenanpassung und Verschließen), bevor erneut eingelagert wird. Theoretisch ist es denkbar, kontinuierlich einzulagern. Jedoch ist dies insbesondere bei den BSK 3 aufgrund der nur geringen Kokillenanzahl pro Bohrloch in Verbindung mit der hohen Gesamtanzahl aus betrieblichen Erwägungen auszuschließen. Unter den o. g. Voraussetzungen ergibt sich für die Einlagerung der insgesamt 6818 BSK 3 eine Gesamtdauer von 54,5 Jahren. Unter gleichen Voraussetzungen kann die Einlagerung der 3767 HAW-Kokillen bereits nach ca. 21 Jahren und die der CSD-B und CSD-C nach ca. 40 Jahren abgeschlossen sein.

Hinzu kommt die Herstellung und Herrichtung der ersten BSK 3-Einlagerungsstrecke und des ersten Bohrloches (Dauer ca. 1,5 Jahre) sowie das Rauben der Gleise und Versetzen der letzten BSK 3-Einlagerungsstrecke nach beendeter Einlagerung (Dauer ca. 0,5 Jahre). Insgesamt ergibt sich für die Betriebsphase damit eine Gesamtdauer von 56,5 Jahren.

9.1.5 Stilllegungsphase

Die Dauer der Stilllegungsphase wird bestimmt durch die Zeitaufwände für

- den Rückbau und das Versetzen restlichen Grubenbaue einschließlich Grubennebenräumen,
- die Errichtung von Verschlussbauwerken (geotechnischen Barrieren) in Strecken,
- die Verfüllung der Schächte und
- den Rückbau der Tagesanlagen und die Rekultivierung der Tagesoberfläche.

Zeitaufwand für Rückbau und Versetzen restlichen Grubenbaue einschließlich Grubennebenräumen

Nach Beendigung der Einlagerung erfolgt der Rückbau, d. h. Demontage und Abtransport sämtlicher infrastruktureller Betriebsmittel (Maschinen, Fahrzeuge, Geräte, Gleise und sonstige Einrichtungen) und das Versetzen der noch verbliebenen Grubenbaue. Für die

Abschätzung des erforderlichen Zeitaufwandes für diese Arbeiten ist das Versetzen der Grubenbaue zugrunde zu legen, da die Raubarbeiten im Wesentlichen dazu parallelisiert werden können.

Nach dem Versetzen der letzten BSK 3-Einlagerungsstrecke (Betriebsphase) sind im Rahmen der Stilllegung beim letzten Einlagerungsfeld noch die zugehörigen Richtstreckenabschnitte (Haufwerktransport, Gebindettransport, Abwetter) und die beiden letzten Querschläge zusätzlich zu berücksichtigen – Tabelle 9-3.

Tabelle 9-3: Hohlraumvolumina

	lichter Querschnitt [m ²]	Länge [m]	Hohlraum- volumen [m ³]
Richtstreckenabschnitt Haufwerktransport - BSK3	32	411	13.152
Richtstreckenabschnitt Gebindettransport - BSK3	52	411	21.372
Richtstreckenabschnitt Abwetter - BSK3	15	411	6.165
2 Querschläge Einlagerungsfeld - BSK3	52	946	49.192
Anbindung Richtstrecken Haufwerktransport ¹⁾	32	5200	166.400
Anbindung Richtstrecken Gebindettransport			
- BSK3	52	1580	82.160
- HAW-Kokillen, CSD-B und CSD-C	42	1600	67.200
Anbindung Abwetterstrecken	15	4830	72.450
Grubennebenräume			150.000
Summe Hohlraumvolumen			628.091

1): einschließlich Schachtverbindungsstrecke und Frischwetterstrecke von ÜB in KB

Unter Zugrundelegung eines aufgrund der nur geringen Entfernungen höheren Leistungsansatzes je Betriebspunkt von 200 m³/Sch und von zwei Betriebspunkten ergibt sich bei einem Zweischichtbetrieb ein Zeitraum von ca. 3,15 Jahren. Da ein Teil der Grubenbaue jedoch bereits vor Einlagerung der letzten BSK 3 versetzt werden kann, wird insgesamt für diese Arbeiten von einem Zeitaufwand von 3 Jahren ausgegangen.

Zeitaufwand für die Errichtung von Verschlussbauwerken (geotechnischen Barrieren) in Strecken

Die Einlagerungsstrecken sind in ihrer Länge so bemessen, dass ggf. zusätzlich erforderliche Verschlussbauwerke errichtet werden können. Im Rahmen dieser Konzeptplanung wird jedoch angenommen, dass Verschlussbauwerke zwischen den Schächten und den Einlagerungsfeldern ausreichen. Insgesamt sind unter dieser Voraussetzung folgende Verschlussbauwerke zu berücksichtigen:

- 2 Verschlussbauwerke in Abwettersammelstrecken am Gebindettransportschacht
- 1 Verschlussbauwerk in Gebindettransportstrecke am Gebindettransportschacht
- 3 Verschlussbauwerke in Haufwerktransportstrecken am Förderschacht

Im Hinblick auf den hohen Aufwand für die Errichtung der Verschlussbauwerke wird von einem Zeitaufwand von einem Jahr pro Stück ausgegangen, wobei drei zeitlich parallel hergestellt werden, so dass sich ein Gesamtzeitaufwand von 2 Jahren ergibt.

Zeitaufwand für das Verfüllen und Verschließen der Schächte

Das Verfüllen und Verschließen umfasst im Wesentlichen folgende Arbeitsvorgänge:

- Umrüstung der Schachtförderanlagen von Koepe- auf Trommelfördermaschinen
- Sukzessive Demontage der Schachteinbauten
- Verfüllen des Schachtes mit setzungsstabilem Verfüllmaterial (z. B. Hartgesteinsschotter) von Füllort bis unterhalb des geplanten Schachtverschlusses
- Entfernen des Schachtausbaus im Bereich des Schachtverschlusses und Nachschneiden der Schachtwandung (Auflockerungszone)
- Einbau des Schachtverschlusses
- Verfüllen des Schachtes oberhalb des Schachtverschlusses bis Tagesoberfläche mit setzungsstabilem Verfüllmaterial (z. B. Hartgesteinsschotter)

Unter der Prämisse, dass beide Schächte gleichzeitig verfüllt werden, wird hierfür ein Zeitaufwand von 2 Jahren geschätzt.

Zeitaufwand für den Rückbau der Tagesanlagen und Rekultivierung der Tagesoberfläche

Mit dem Rückbau der Tagesanlagen und der Rekultivierung der Tagesoberfläche kann in Teilen bereits frühzeitig begonnen werden. Als zeitführender Anteil wird ein Nachlauf von einem Jahr nach Verfüllung der Schächte angenommen.

9.1.6 Ablaufplan

Basierend auf der Abschätzung der Zeitaufwände ergibt sich der in Abbildung 9-1 dargestellte Ablaufplan für den Zeitraum von Erkundung bis zum Verfüllen der Schächte des HAW-Endlagers. Unter der Maßgabe, dass der Zeitraum für die Begutachtung, Auslegung und Erörterung der Planunterlagen bis zum Planfeststellungsbeschluss im Rahmen des atomrechtlichen Genehmigungsverfahrens einen Zeitraum von 10 Jahren beansprucht und mit der Errichtung unmittelbar nach Planfeststellungsbeschluss begonnen wird, ergibt sich von Beginn der übertägigen Erkundung bis zum Ende der Rekultivierung der Tagesoberfläche ein Zeitraum von 104 Jahren, von denen 56,5 Jahre auf die Betriebsphase entfallen. Die Differenz von 47,5 Jahren teilt sich auf den Zeitraum von Beginn der übertägigen Erkundung bis zum Beginn der Betriebsphase von 39,5 Jahren und auf die Stilllegungsphase, die einschließlich eines Nachlaufes für den Abriss der restlichen Tagesanlagen und die Rekultivierung der Tagesoberfläche im Anschluss an die Schachtverfüllung etwa 8 Jahre beträgt.

Wählt man als Bezugszeitpunkt für den Beginn der übertägigen Erkundung das Jahr 2010, könnte mit der Einlagerung demnach im Jahre 2050 begonnen werden. Im Jahre 2114 wäre dann die Rekultivierung der Tagesoberfläche abgeschlossen.

Es sei angemerkt, dass es sich bei dem hier zugrunde gelegten Zeitaufwand für das Planfeststellungsverfahren um eine grobe Abschätzung handelt, die ggf. eine Reduzierung zulässt. Auch könnte vorbehaltlich weiterführender Planungen die Umrüstung des Förderschachtes und damit der Beginn der Auffahrung der Richtstrecken und Querschläge im

Rahmen der untertägigen Erkundung ggf. etwas vorgezogen werden, so dass auch hier eine gewisse Reduzierung denkbar ist. Insgesamt wird jedoch eingeschätzt, dass sich hierfür in Summe nur ein Zeitgewinn von maximal 5 Jahren ergibt, so dass der Zeitraum von Beginn der übertägigen Erkundung bis zum Beginn der Betriebsphase mindestens ca. 35 Jahre beträgt.

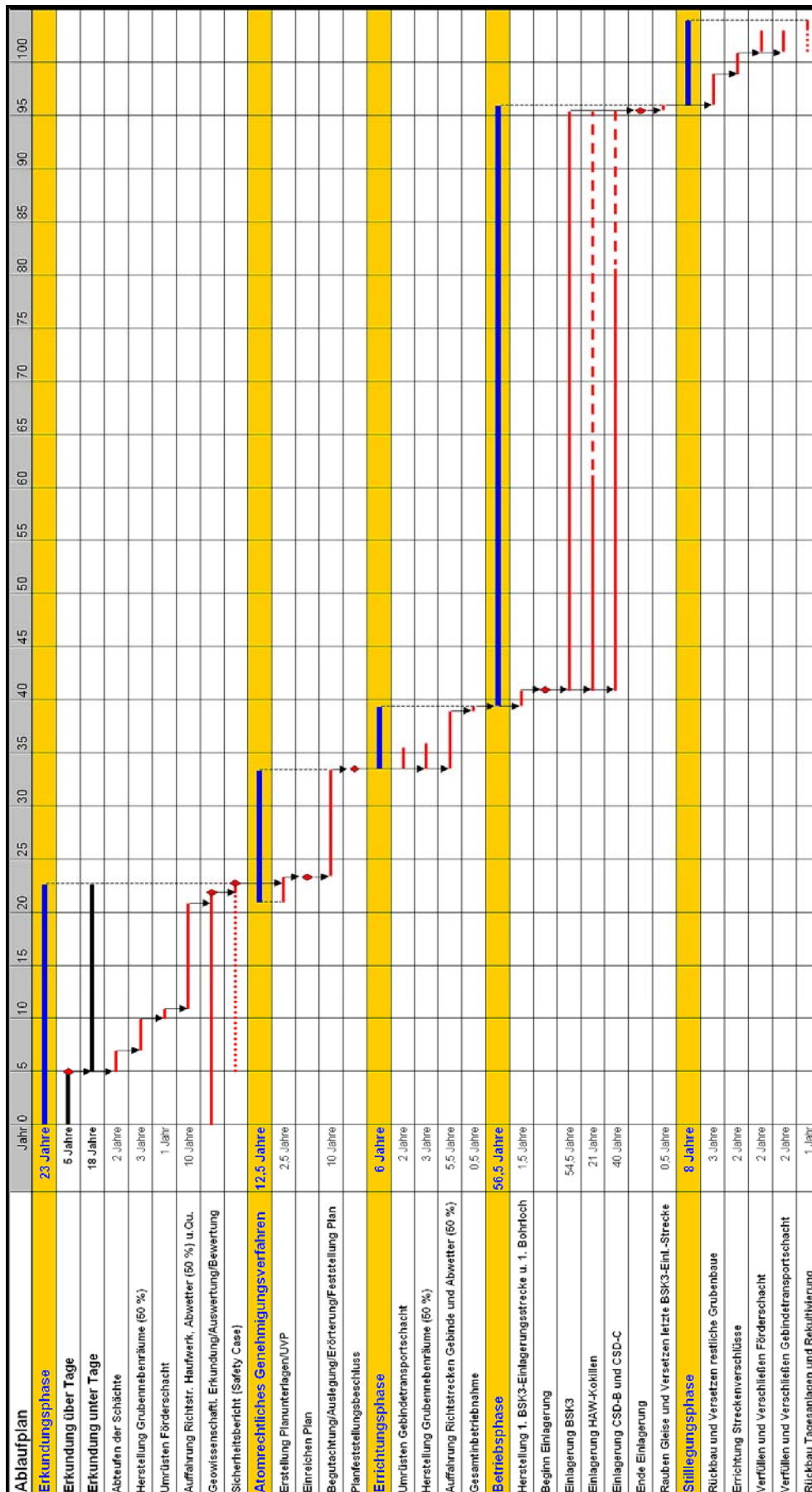


Abbildung 9-1: Ablaufplan

9.2 Ermittlung der Endlagerkosten

Ausgehend von der vorliegenden Planung des Referenzkonzeptes wurden die Gesamtkosten für die Erkundung, Errichtung, den Betrieb und die Stilllegung des HAW-Endlagers einschließlich der Kosten für anlagenbezogene Planung, Genehmigung, Behörden und FuE-Bedarf abgeschätzt.

In zeitlicher Hinsicht werden die Kosten folgenden Phasen zugeordnet:

- Erkundungsphase übertage bis Beginn Abteufen Schächte
- Erkundungsphase untertage ab Beginn Abteufen Schächte bis Eignungsaussage (Vorlage Sicherheitsbericht)
- Atomrechtliches Genehmigungsverfahren ab Beginn Erstellung Planunterlagen (ab Eignungsaussage Nachlauf 0,5 Jahre für Fertigstellung Planunterlagen und UVP) über Begutachtung, Auslegung und Erörterung der Planunterlagen bis Planfeststellungsbeschluss. In dieser Phase findet reiner Offenhaltungsbetrieb statt.
- Errichtungsphase ab Planfeststellungsbeschluss bis Beginn Betriebsphase
- Betriebsphase ab Beginn Auffahrung der ersten Einlagerungsstrecke bis Ende Versetzen der letzten Einlagerungsstrecke
- Stilllegungsphase bis Ende Rekultivierung der Tagesoberfläche

Kosten, die sich nicht ohne Weiteres diesen Phasen zuordnen lassen, sind im Anschluss daran aufgeführt. Dies sind Kosten für

- anlagenbezogene Planung (Konzept-, Entwurfs- und Ausführungsplanung),
- Genehmigungsverfahren (atomrechtlich und bergrechtlich),
- Behörden (BfS, BGR und OFD) und
- FuE-Bedarf.

Die Kostenschätzung basiert auf Erfahrungswerten und Schätzungen und orientiert sich, soweit möglich, an der für das Projekt Gorleben in der Aktualisierung des Konzepts „Endlager Gorleben“ [Filbert et al. 1998] durchgeführten Kostenschätzung. Sofern bei einzelnen Kosten oder Kostengruppen eine Übertragbarkeit auf das HAW-Endlager im Tonstein als gegeben erschien oder aufgrund fehlender Detailplanung vorausgesetzt werden musste, wurden diese unter Berücksichtigung von Preisanpassungen zugrunde gelegt. Dies betrifft z. B.

- Gelände, Gebäude, Anlagen und Ausrüstungen über Tage,
- Anlagen und Ausrüstungen unter Tage,
- Erkundungsmaßnahmen über und unter Tage sowie
- die Ansätze zur Ermittlung der Planungs-, Genehmigungs- und Behördenkosten.

Wesentlichen Einfluss auf die Gesamtkosten haben die Betriebs- und Unterhaltungskosten. Darunter fallen Personal-, Sach- und sonstige Kosten, die zur Aufrechterhaltung eines den geltenden Rechtsvorschriften und Genehmigungen entsprechenden Betriebszustandes der

Ausrüstungen, Anlagen, Gebäude im Unter- und Übertage-Bereich sowie zur Führung eines sicheren Betriebes erforderlich sind. Für diese werden die geplanten Offenhaltungskosten für das Erkundungsbergwerk Gorleben für das Jahr 2008 in Höhe von 27.600 Mio € [BMF 2008] unter Herausrechnung der Mehrwertsteuer (netto: 23.200 Mio €) zugrunde gelegt und für die einzelnen Phasen ggf. nach oben oder unten angepasst. Eine Ausnahme bildet der Zeitraum für die übertägige Erkundung. Für diesen Zeitraum werden hierfür keine Kosten angesetzt.

Ferner werden folgende Festlegungen getroffen:

- Preisbasis ist der Jahreswechsel 2007/2008, da Teuerungsraten nur bis einschließlich 2007 vorliegen. Die basierend auf dem Verbraucherpreisindex [IHK 2008] zu berücksichtigende Preissteigerung für Kostenangaben aus der Aktualisierung des Konzepts „Endlager Gorleben“ aus dem Jahr 1996 [Filbert et al. 1998] auf Ende 2007 beträgt 18 %.
- Die Kosten sind als Nettokosten angegeben, d. h. ohne Gewinn und MwSt.
- Für in Fremdleistung kalkulierte Arbeiten wird pauschal von 500 € pro Mannschicht ausgegangen.
- Zukünftige Preisentwicklungen und Kapitalkosten (Zinsen für eingesetztes Kapital) finden keine Berücksichtigung.

9.2.1 Kosten der übertägigen Standorterkundung

Die Kosten der übertägigen Standorterkundung für den Standort Gorleben wurden im Jahre 2006 als Antwort der Bundesregierung [DeuBu 2006] auf eine Kleine Anfrage einiger Abgeordneten mit ca. 140 Mio. € angegeben (ohne BGR-Anteil). Ein Jahresbezug der angefallenen Kosten wird in der Antwort nicht hergestellt. Es wird eingeschätzt, dass der Umfang der übertägigen Erkundung für das HAW-Endlager im Tonstein in vergleichbarer Größenordnung liegt. Im Hinblick darauf, dass der überwiegende Teil der übertägigen Erkundungsarbeiten in der ersten Hälfte der 80er Jahre stattfand und unter der Annahme, dass damit auch der überwiegende Teil der Kosten diesem Zeitraum angefallen ist, wird hier vereinfachend unter Zugrundelegung einer durchschnittlichen Preissteigerungsrate in Höhe von 1,5 %/a, die sich aus der o. g. und für einen Zeitraum von 11 Jahren geltenden Preissteigerung von 18 % ergibt, die Kosten von 140 Mio. € über einen Zeitraum von 25 Jahren hochgerechnet. Damit ergeben sich für die übertägigen Erkundungsarbeiten am Standort Nord-1 unter Berücksichtigung von Preissteigerungen etwa **200.000 T€**.

9.2.2 Kosten der untertägigen Standorterkundung

Die Kosten für die untertägige Erkundung setzen sich zusammen aus den Kostenblöcken:

- Anlagen über Tage (Gelände, Gebäude, Anlagen und Ausrüstungen soweit sie zum Betrieb des Erkundungsbergwerkes erforderlich sind)
- Anlagen unter Tage (Schächte, Grubenbaue, Anlagen und Ausrüstungen soweit sie zum Betrieb des Erkundungsbergwerkes erforderlich sind)

- Erkundungsmaßnahmen (Herstellung von Erkundungsbohrungen, geotechnische Untersuchungen u. a. durch Betreiber des Erkundungsbergwerks)
- Betrieb- und Unterhaltung des Erkundungsbergwerks

In [Filbert et al. 1998] wurden die Kosten für die untertägige Erkundung in Gorleben für eine Variante mit vergleichbarer Erstreckung des Grubengebäudes (zweiflügelige Anordnung der Einlagerungsfelder) mit 2.247.329 TDM (netto) angegeben. In Ermangelung einer Detailplanung wird dieser Wert zugrunde gelegt, jedoch unter Herausrechnung der Kosten für die Herstellung der Schächte (710.158 TDM), für die Auffahrung der Erkundungsstrecken (ohne Erkundungsmaßnahmen durch Betreiber) und des schachtnahen Infrastrukturbereiches mit einem Teil der Grubennebenräume (268.178 TDM) sowie der Kosten für den Betrieb und die Unterhaltung des Erkundungsbergwerks (482.943 TDM). Unter Einbeziehung der Preissteigerung (18 %) ergibt sich damit ein zu berücksichtigender Sockelbetrag von 474.687 T€, der die Aufwendungen für Investitionen im über- und untertägigen Bereich sowie für die Erkundungsmaßnahmen enthält. Nachfolgend wird dieser Wert durch entsprechende Angaben für das HAW-Endlager im Tonstein ergänzt.

Herstellung der Schächte und Auffahrung der im Rahmen der untertägigen Erkundung erforderlichen Strecken und Grubennebenräume

Kosten für Herstellung der Infrastrukturgrubenbaue:

Die Kosten für die Herstellung der Grubenbaue orientieren sich an Angaben in [IfB 2008a und 2008c] und umfassen die Kosten für die Herstellung einschließlich Ausbau. Für die Herstellung der untertägigen Grubenbaue werden Personalkosten in Höhe von 500 € pro Mannschicht (MSch) zugrunde gelegt. Tabelle 9-4 gibt einen Überblick über die Kosten für die Herstellung der Schächte, Grubennebenräume im Mittelfeld sowie Richtstrecken und Querschläge. Bei den Grubennebenräumen wird pauschal ein Hohlraumvolumen von 150.000 m³ unterstellt. Im Rahmen der Erkundung ist nur ein Teil davon erforderlich, der auf 50 % des Gesamtausbruchvolumens eingeschätzt wird. Für die Abschätzung der Kosten für die Herstellung der Grubennebenräume wird vereinfachend von dem gleichen lichten Querschnitt bzw. Ausbruchquerschnitt wie bei den Richtstrecken für den Haufwerkstransport ausgegangen, der 32 m² bzw. 39,7 m² beträgt. Daraus ergibt sich eine fiktive Auffahrlänge von 2.350 m. Aufgrund der nur kurzen Auffahrungsabschnitte wird im Hinblick auf die Häufigkeit der Umzüge der Vortriebseinrichtungen nur von einer durchschnittlich erreichbaren Vortriebsgeschwindigkeit von 2 m/AT ausgegangen. Dadurch erhöhen sich die spezifischen Auffahrungskosten auf ca. 19.780 € pro Streckenmeter.

Im Rahmen der Erkundung sind die Einlagerungsbereiche zu umfahren. Um die Streckenauffahrungen im Rahmen der Erkundung insgesamt auf das notwendige Maß zu begrenzen, wird dabei auf die Herstellung der Hälfte der Abwetterstrecken und auf die Gebindetransportstrecken ganz verzichtet.

Tabelle 9-4: Kosten für Herstellung der Infrastrukturgrubenbaue

	lichter Querschnitt	Ausbruch- querschnitt	Länge	spezifische Kosten	Kosten
	m ²	m ²	m	€/m	T€
Schächte					55.000
Grubennebenräume (50 %)	32	39,7	2.350	19.780	46.483
Richtstrecken Haufwerkstransport					
- Anbindung Einlagerungsfelder ¹⁾	32	39,7	5.200	9.850	51.220
- Einlagerungsfelder BSK3	32	39,7	6.200	9.850	61.070
- Einlagerungsfelder HAW-Kokillen	32	39,7	1.200	9.850	11.820
- Einlagerungsfelder CSD-B/C	32	39,7	1.200	9.850	11.820
Abwetterstrecken					
- Anbindung Einlagerungsfelder	15	19,0	4.830	5.250	25.358
- Einlagerungsfelder BSK3 (50 %)	15	19,0	4.150	5.250	21.788
- Einlagerungsfelder HAW-Kokillen (50 %)	15	19,0	800	5.250	4.200
- Einlagerungsfelder CSD-B/C (50 %)	15	19,0	800	5.250	4.200
Querschläge					
- Einlagerungsfelder BSK3	52	65,0	11.300	18.950	214.135
- Einlagerungsfelder HAW-Kokillen	42	52,6	1.700	15.200	25.840
- Einlagerungsfelder CSD-B/C	42	52,6	1.900	15.200	28.880
Summe Kosten					561.813

1): einschließlich Schachtverbindungsstrecke und Frischwetterstrecke von ÜB in KB

Kosten für Umzüge der Vortriebseinrichtungen:

Für einen Umzug einer Vortriebseinrichtung ist nach [IfB 2008a] ein Arbeitsaufwand von ca. 400 MSch anzusetzen. Die zu berücksichtigende Anzahl an Umzügen ergibt aus der Anzahl von Richtstrecken und Querschlägen, wobei in jedem Flügel jeweils drei Querschläge im Zuge der Richtstreckenauffahrung mit hergestellt werden. Der Umzugsaufwand für die Herstellung der Grubennebenräume (50 %) ist in den höheren Auffahrungskosten enthalten. Unter Zugrundelegung von 500 €/MSch ergeben sich die in Tabelle 9-5 aufgeführten Kosten.

Tabelle 9-5: Kosten für Umzug der Vortriebseinrichtungen

	Anzahl Richtstrecken	Anzahl Querschläge	Kosten
	Stück	Stück	T€
Einlagerungsfelder BSK3	5	21	5.200
Einlagerungsfelder HAW-Kokillen und CSD-B/C	5	9	2.800
Summe Kosten			8.000

Kosten für Streckenvorbohrungen:

Die spezifischen Kosten für die Streckenvorbohrungen orientieren sich an Angaben in [Filbert et al. 1998] und werden unter Berücksichtigung der Preissteigerung mit 280 €/m angesetzt. In Tabelle 9-6 sind die Kosten zusammengestellt.

Tabelle 9-6: Kosten für Streckenvorbohrungen

	Länge m	Kosten T€
Richtstrecken Haufwerkstransport	13.800	3.864
Abwetterstrecken		
- Anbindung Einlagerungsfelder	4.830	1.352
- Einlagerungsfelder BSK3 (50 %)	4.150	1.162
- Einlagerungsfelder HAW-Kokillen (50 %)	800	224
- Einlagerungsfelder CSD-B/C (50 %)	800	224
Querschläge	14.900	4.172
Grubennebenräume (50 %)	2.350	658
Summe Kosten		11.656

Kosten für Haufwerkstransport und Stillstandszeiten:

Hinzu kommt nach [Filbert et al. 1998] eine Kostenpauschale für den Haufwerkstransport von unter Tage zur Halde sowie für planmäßige und außerplanmäßige Stillstandszeiten der Vortriebsanlagen infolge der erforderlichen Streckenvorbohrungen sowie durch unvorhergesehene Betriebsstörungen. Diese wird mit 80 €/m³ angesetzt – Tabelle 9-7.

Tabelle 9-7: Kosten für Haufwerkstransport und Stillstandszeiten

	lichter Querschnitt m ²	Ausbruch- querschnitt m ²	Länge m	Ausbruch- volumen m ³	Kosten T€
Grubennebenräume (50 %)	32	39,7	2.350	93.243	7.459
Richtstrecken Haufwerkstransport					
- Anbindung Einlagerungsfelder ¹⁾	32	39,7	5.200	206.326	16.506
- Einlagerungsfelder BSK3	32	39,7	6.200	246.140	19.691
- Einlagerungsfelder HAW-Kokillen	32	39,7	1.200	47.640	3.811
- Einlagerungsfelder CSD-B/C	32	39,7	1.200	47.640	3.811
Abwetterstrecken					
- Anbindung Einlagerungsfelder	15	19,0	4.830	91.867	7.349
- Einlagerungsfelder BSK3 (50 %)	15	19,0	4.150	78.850	6.308
- Einlagerungsfelder HAW-Kokillen (50 %)	15	19,0	800	15.200	1.216
- Einlagerungsfelder CSD-B/C (50 %)	15	19,0	800	15.200	1.216
Querschläge					
- Einlagerungsfelder BSK3	52	65,0	11.300	734.500	58.760
- Einlagerungsfelder HAW-Kokillen	42	52,6	1.700	89.420	7.154
- Einlagerungsfelder CSD-B/C	42	52,6	1.900	99.940	7.995
Summe Kosten					141.277

Kosten für Fahrbahnbau:

Es wird davon ausgegangen, dass Fahrbahnbau (Betonfahrbahn) in sämtlichen Infrastrukturen stattfinden. Die spezifischen Kosten für den Fahrbahn werden mit 500 € pro Streckenmeter abgeschätzt. In Tabelle 9-8 sind die im Rahmen der Erkundungsphase zu berücksichtigenden Streckenlängen und Kosten dargestellt.

Tabelle 9-8: Kosten für Fahrbahnbau

	Länge Fahrbahnbau	Kosten
	m	T€
Einlagerungsfelder - BSK3		
Richtstrecken Haufwerkstransport	6.200	3.100
Abwetterstrecken (50 %)	4.150	2.075
Querschläge	11.300	5.650
Einlagerungsfelder - HAW		
Richtstrecken Haufwerkstransport	1.200	600
Abwetterstrecken (50 %)	800	400
Querschläge	1.700	850
Einlagerungsfelder - CSD-B u. CSD-C		
Richtstrecken Haufwerkstransport	1.200	600
Abwetterstrecken (50 %)	800	400
Querschläge	1.900	950
Sonstige Grubenbaue		
Richtstrecken Haufwerkstransport	5.200	2.600
Abwetterstrecken	4.830	2.415
Grubennebenräume (50 %)	2.350	1.175
Summe Kosten		20.815

Die Gesamtsumme für die Herstellung der Schächte und die Auffahrung der im Rahmen der untertägigen Erkundung erforderlichen Strecken und Grubennebenräume beträgt 743.561 T€.

Betriebs- und Unterhaltungskosten

Die untertägige Erkundungsphase beginnt entsprechend Zeitplan (Abbildung 9-1) mit dem Abteufen der Schächte und endet mit der Vorlage des Sicherheitsberichtes (Safety Case) und umfasst einen Zeitraum von 18 Jahren.

Für die Betriebs- und Unterhaltungskosten werden ausgehend vom Planwert für die Offenhaltung des Erkundungsbergwerks Gorleben für das Jahr 2008 in Höhe von 23.200 Mio €/a für den Zeitraum von Beginn Schachtabteufen bis Ende Umrüsten des Förderschachts (insgesamt 6 Jahre) 50 % der Offenhaltungskosten und für den sich daran anschließenden Zeitraum bis Vorlage Sicherheitsbericht (12 Jahre) 100 % der Offenhaltungskosten angesetzt. Daraus ergeben sich insgesamt 348.000 T€.

Insgesamt ergeben sich für die untertägige Standorterkundung Kosten in Höhe von **1.566.248 T€**.

9.2.3 Atomrechtliches Genehmigungsverfahren

Für die Phase des Atomrechtlichen Genehmigungsverfahren nach Vorlage Sicherheitsbericht bis Planfeststellungsbeschluss sind entsprechend Abbildung 9-1 10,5 Jahre zu berücksichtigen. Für diesen Zeitraum findet reine Offenhaltung statt, für die der Planwert für die Offenhaltung des Erkundungsbergwerks Gorleben in Höhe von 23.200 Mio €/a angesetzt wird.

Damit ergeben sich für die Offenhaltung während des atomrechtlichen Genehmigungsverfahrens insgesamt **243.600 T€**.

9.2.4 Errichtungsphase

Die Errichtungsphase beginnt nach Abbildung 9-1 mit Vorlage Planfeststellungsbeschluss und umfasst einen Zeitraum von 6 Jahren.

Die Kosten für die Errichtung setzen sich zusammen aus den Kostenblöcken:

- Anlagen über Tage (Gelände, Gebäude, Anlagen und Ausrüstungen für die Vorbereitung des Endlagerbetriebs (z. B. Umladeanlage))
- Anlagen unter Tage (Grubenbaue, Anlagen und Ausrüstungen für die Vorbereitung des Endlagerbetriebs)
- Betrieb- und Unterhaltung des Bergwerks

In [Filbert et al. 1998] wurden die Kosten für die Errichtung des Endlagerbergwerkes in Gorleben für eine vergleichbare Variante (Variante 2: reine Bohrlochlagerung) mit 1.228.100 TDM (netto) angegeben. Für die Kostenschätzung wird dieser Wert zugrunde gelegt, jedoch unter Herausrechnung der Kosten für die Herstellung der restlichen Strecken und des schachtnahen Infrastrukturbereiches mit den restlichen Grubennebenräume (Summe 192.722 TDM) sowie den Kosten für den Betrieb und die Unterhaltung (216.000 TDM). Unter Berücksichtigung der Preissteigerung (18 %) ergibt sich damit ein Sockelbetrag von 494.814 T€. Dieser beinhaltet die Aufwendungen für die zusätzlich erforderlichen Investitionen im über- und untertägigen Bereich für die anschließende Durchführung des Endlagerbetriebs und wird nachfolgend durch entsprechende Angaben für das HAW-Endlager im Tonstein ergänzt.

Herstellung der restlichen Infrastrukturgrubenbaue

Kosten für Herstellung der Infrastrukturgrubenbaue:

Im Rahmen der Errichtung des Endlagerbergwerkes ist der restliche Teil der Infrastrukturgrubenbaue herzustellen. Dies sind 50 % der Grubennebenräume, sämtliche Gebinde-transportstrecken sowie 50 % der Abwetterstrecken. In Tabelle 9-9 sind die Kosten dargestellt.

Tabelle 9-9: Kosten für Herstellung der restlichen Infrastrukturgrubenbaue

	lichter Querschnitt	Ausbruch- querschnitt	Länge	spezifische Kosten	Kosten
	m ²	m ²	m	€/m	T€
Grubennebenräume (50 %)	32	39,7	2.350	19.780	46.483
Richtstrecken Gebindettransport					
- Anbindung Einlagerungsfelder BSK3	52	65	1.580	18.950	29.941
- Anbindung Einlagerungsfelder HAW-Kokillen, CSD-B/C	42	52,6	1.600	15.200	24.320
- Einlagerungsfelder BSK3	52	65	4.100	18.950	77.695
- Einlagerungsfelder HAW-Kokillen	42	52,6	800	15.200	12.160
- Einlagerungsfelder CSD-B/C	42	52,6	800	15.200	12.160
Abwetterstrecken					
- Einlagerungsfelder BSK3 (50 %)	15	19	4.150	5.250	21.788
- Einlagerungsfelder HAW-Kokillen (50 %)	15	19	800	5.250	4.200
- Einlagerungsfelder CSD-B/C (50 %)	15	19	800	5.250	4.200
Summe Kosten					232.947

Kosten für Umzüge der Vortriebseinrichtungen (restliche Infrastrukturgrubenbaue):

Für einen Umzug einer Vortriebseinrichtung ist nach [IfB 2008a] ein Arbeitsaufwand von ca. 400 MSch anzusetzen. Für die zu berücksichtigenden Umzüge im Rahmen der noch aufzufahrenden Gebindettransport- und Abwetterstrecken (50 %) ist deren Anzahl heranzuziehen. Der Umzugsaufwand für die Herstellung der Grubennebenräume (50 %) ist in den höheren Aufführungskosten enthalten. Unter Zugrundelegung von 500 €/MSch ergeben sich die in Tabelle 9-10 aufgeführten Kosten.

Tabelle 9-10: Kosten für Umzug der Vortriebseinrichtungen

	Anzahl Richtstrecken	Kosten
	Stück	T€
Einlagerungsfelder BSK3	4	800
Einlagerungsfelder HAW-Kokillen und CSD-B/C	4	800
Summe Kosten		1.600

Kosten für Streckenvorbohrungen (restliche Infrastrukturgrubenbaue):

Die spezifischen Kosten für die Streckenvorbohrungen werden pauschal mit 280 €/m abgeschätzt. In Tabelle 9-11 sind die Kosten streckenspezifisch zusammengestellt.

Tabelle 9-11: Kosten für Streckenvorbohrungen

	Länge	Kosten
	m	T€
Richtstrecken Gebindettransport	8.880	2.486
Abwetterstrecken		
- Einlagerungsfelder BSK3 (50 %)	4.150	1.162
- Einlagerungsfelder HAW-Kokillen (50 %)	800	224
- Einlagerungsfelder CSD-B/C (50 %)	800	224
Grubennebenräume (50 %)	2.350	658
Summe Kosten		4.754

Kosten für Haufwerkstransport und Stillstandszeiten:

Die zusätzlichen Kosten für den Haufwerkstransport von unter Tage zur Halde sowie für planmäßige und außerplanmäßige Stillstandszeiten der Vortriebseinrichtungen sind unter Zugrundelegung einer Kostenpauschale von 80 €/m³ in Tabelle 9-12 aufgeführt.

Tabelle 9-12: Kosten für Haufwerkstransport und Stillstandszeiten

	lichter Querschnitt	Ausbruch- querschnitt	Länge	Ausbruch- volumen	Kosten
	m²	m²	m	m³	T€
Grubennebenräume (50 %)	32	39,7	2.350	93.243	7.459
Richtstrecken Gebindetransport					
- Anbindung Einlagerungsfelder BSK3	52	65,0	1.580	102.687	8.215
- Anbindung Einlagerungsfelder HAW-Kokillen, CSD-B/C	42	52,6	1.600	84.110	6.729
- Einlagerungsfelder BSK3	52	65	4.100	266.500	21.320
- Einlagerungsfelder HAW-Kokillen	42	52,6	800	42.080	3.366
- Einlagerungsfelder CSD-B/C	42	52,6	800	42.080	3.366
Abwetterstrecken					
- Einlagerungsfelder BSK3 (50 %)	15	19	4.150	78.850	6.308
- Einlagerungsfelder HAW-Kokillen (50 %)	15	19	800	15.200	1.216
- Einlagerungsfelder CSD-B/C (50 %)	15	19	800	15.200	1.216
Summe Kosten					59.196

Kosten für Fahrbahn- und Gleisbau:

Es wird davon ausgegangen, dass Fahrbahnbau (Betonfahrbahn) in sämtlichen Infrastrukturstrecken stattfindet. Gleisbau erfolgt in den Richtstrecken für den Gebindetransport und den Querschlägen. Darüber hinaus wird zusätzlich für Abstellgleise, Überholgleise und Lok-Werkstatt eine Länge von 300 m angesetzt. Die spezifischen Kosten für den Fahrbahn- und den Gleisbau werden mit 500 € pro Streckenmeter bzw. mit 1.000 € pro Streckenmeter abgeschätzt. In Tabelle 9-13 sind die zu berücksichtigenden Streckenlängen und Kosten dargestellt.

Tabelle 9-13: Kosten für Fahrbahn- und Gleisbau

	Länge Fahrbahnbau	Länge Gleisbau	Kosten
	m	m	T€
Einlagerungsfelder - BSK3			
Richtstrecken Gebindetransport	4.100	4.100	6.150
Abwetterstrecken (50 %)	4.150	0	2.075
Querschläge	0	11.300	11.300
Einlagerungsfelder - HAW			
Richtstrecken Gebindetransport	800	800	1.200
Abwetterstrecken (50 %)	800	0	400
Querschläge	0	1.700	1.700
Einlagerungsfelder - CSD-B u. CSD-C			
Richtstrecken Gebindetransport	800	800	1.200
Abwetterstrecken (50 %)	800	0	400
Querschläge	0	1.900	1.900
Sonstige Grubenbaue			
Richtstrecken Gebindetransport			
- BSK3	1.580	1.580	2.370
- HAW-Kokillen, CSD-B und CSD-C	1.600	1.600	2.400
Grubennebenräume (50 %)	2.350	300	1.475
Summe Kosten			32.570

Die Gesamtsumme für die Herstellung der restlichen Strecken und Grubennebenräume beträgt 331.067 T€.

Betriebs- und Unterhaltungskosten

Für die Phase der Errichtung des Endlagers sind entsprechend Abbildung 9-1 6 Jahre zu berücksichtigen. Im Hinblick auf den mit der sukzessiven Erweiterung der Tagesanlagen und des untertägigen Grubengebäudes verbundenen höheren Aufwand für Betrieb und Unterhaltung der Ausrüstungen, Anlagen und Gebäude sowie für die Umsetzung der Erweiterungsmaßnahmen und für Energie wird der Planwert für die Offenhaltung des Erkundungsbergwerkes Gorleben (23.200 T€/a) mit einem Zuschlag in Höhe von 25 % versehen, so dass sich 29.000 T€/a und für den gesamten Zeitraum 174.000 T€ ergeben.

Insgesamt ergeben sich für die Errichtung des Endlagers **999.881 T€**.

9.2.5 Betriebsphase

In [Filbert et al. 1998] wurden die Kosten für die Betriebsphase des Endlagerbergwerkes in Gorleben für eine vergleichbare Variante (Variante 2: reine Bohrlochlagerung) mit 6.644.011 TDM angegeben. Für die Kostenschätzung wird dieser Wert zugrunde gelegt, jedoch unter Herausrechnung der Kosten für die Herstellung der Einlagerungsstrecken (Summe 730.146 TDM) sowie den Kosten für den Betrieb und die Unterhaltung (3.400.000 TDM). Unter Berücksichtigung der Preissteigerung (18 %) ergibt sich damit ein hier zugrunde zu legender Sockelbetrag von 1.518.097 T€. Dieser Wert beinhaltet Reinvestitionskosten für Anlagen und Ausrüstungen über- und untertägigen Bereich (für Gebäude sind aufgrund der langen Lebensdauer keine Reinvestitionskosten anzusetzen). Nachfolgend wird dieser Wert durch entsprechende Angaben für das HAW-Endlager im Tonstein ergänzt. Im

Gegensatz zu [Filbert et al. 1998] wird das Versetzen der Strecken im Bereich der Einlagerungsfelder (Einlagerungsstrecken, Querschläge und Richtstreckenabschnitte) hier berücksichtigt, da es parallel zur Einlagerung erfolgt.

Herstellung der Einlagerungsstrecken und Einlagerungsbohrungen

Kosten für Herstellung der Einlagerungsstrecken:

Die Kosten für die Herstellung der Einlagerungsstrecken orientieren sich an Angaben in [IfB 2008a] und umfassen die Kosten für die Auffahrung einschließlich Ausbau. Die Personalkosten werden mit 500 € pro Mannschicht (MSch) angesetzt. In Tabelle 9-14 sind die Kosten für die Einlagerungsstrecken aufgeführt.

Tabelle 9-14: Kosten für Herstellung der Einlagerungsstrecken

	lichter Querschnitt	Ausbruch- querschnitt	Länge	spezifische Kosten	Kosten
	m ²	m ²	m	€/m	T€
Einlagerungsstrecken BSK3 (Mittelwert)	43,5	50,4	68.700	13.850	951.495
Einlagerungsstrecken HAW-Kokillen (Mittelwert)	32	39,7	10.300	7.980	82.194
Einlagerungsstrecken CSD-B/C (Mittelwert)	32	39,7	12.200	7.980	97.356
Summe Kosten					1.131.045

Kosten für Umzüge der Vortriebseinrichtungen:

Für einen Umzug einer Vortriebseinrichtung sind nach [IfB 2008a] ca. 400 MSch anzusetzen. Unter Zugrundelegung von 500 €/MSch ergeben sich die in Tabelle 9-15 aufgeführten Kosten.

Tabelle 9-15: Kosten für Umzug der Vortriebseinrichtungen

	Anzahl Einlagerungs- strecken	Kosten
	Stück	T€
Einlagerungsfelder BSK3	171	34.200
Einlagerungsfelder HAW-Kokillen	27	5.400
Einlagerungsfelder CSD-B/C	32	6.400
Summe Kosten		46.000

Kosten für Streckenvorbohrungen:

Die spezifischen Kosten für die Streckenvorbohrungen werden pauschal mit 280 €/m abgeschätzt. In Tabelle 9-16 sind die Kosten zusammengestellt.

Tabelle 9-16: Kosten für Streckenvorbohrungen

	Länge m	Kosten T€
Einlagerungsstrecken BSK3	68.700	19.236
Einlagerungsstrecken HAW-Kokillen	10.300	2.884
Einlagerungsstrecken CSD-B/C	12.200	3.416
Summe Kosten		25.536

Kosten für Haufwerkstransport und Stillstandszeiten:

Die zusätzlichen Kosten für den Haufwerkstransport von unter Tage zur Halde sowie für planmäßige und außerplanmäßige Stillstandszeiten der Vortriebseinrichtung sind in Tabelle 9-17 aufgeführt. Dabei ist jedoch darauf hinzuweisen, dass während der Betriebsphase das Haufwerk aus den Vortrieben direkt im Umlauf untertage von einem an den Kontrollbereich angrenzenden Haufwerksbunker abgezogen und den Versatzbetriebspunkten zugeführt wird. Nur das nicht für Versatzzwecke verwendbare Haufwerk wird zutage gefördert und aufgehaldet. Unter Zugrundelegung einer Schüttungszahl von $1,5 \text{ m}^3/\text{fm}^3$ sind dies bei den BSK 3-Einlagerungsstrecken etwa 42 % des Ausbruchvolumens und 45 % bei den anderen. Hierfür wird ebenfalls von einer Kostenpauschale von 80 €/m³ ausgegangen. Für den untertage verbleibenden Teil werden 50 €/m³ zugrunde gelegt.

Tabelle 9-17: Kosten für Haufwerkstransport und Stillstandszeiten

	lichter Querschnitt m ²	Ausbruch- querschnitt m ²	Länge m	Ausbruch- volumen m ³	Kosten T€
Einlagerungsstrecken BSK3 (Mittelwert)	43,5	50,4	68.700	3.462.480	
- Haufwerk nach übertage 42 %				1.454.242	116.339
- Haufwerk Verbleib untertage 58 %				2.008.238	100.412
Einlagerungsstrecken HAW-Kokillen (Mittelwert)	32	39,7	10.300	408.910	
- Haufwerk nach übertage 45 %				184.010	14.721
- Haufwerk Verbleib untertage 55 %				224.901	11.245
Einlagerungsstrecken CSD-B/C (Mittelwert)	32	39,7	12.200	484.340	
- Haufwerk nach übertage 45 %				217.953	17.436
- Haufwerk Verbleib untertage 55 %				266.387	13.319
Summe Kosten					273.473

Kosten für Gleisbau in den Einlagerungsstrecken:

Die spezifischen Kosten für den Gleisbau werden mit 1.000 € pro Streckenmeter abgeschätzt. In Tabelle 9-18 sind die zu berücksichtigenden Streckenlängen und Kosten dargestellt.

Tabelle 9-18: Kosten für Gleisbau in den Einlagerungsstrecken

	Länge Gleisbau m	Kosten T€
Einlagerungsfelder - BSK3		
Einlagerungsstrecken	68.700	68.700
Einlagerungsfelder - HAW		
Einlagerungsstrecken	10.300	10.300
Einlagerungsfelder - CSD-B u. CSD-C		
Einlagerungsstrecken	12.200	12.200
Summe Kosten		91.200

Insgesamt ergeben sich für die Herstellung der Einlagerungsstrecken Kosten in Höhe von 1.567.254 T€.

Kosten für die Herstellung der Einlagerungsbohrlöcher:

Die Kosten berücksichtigen die Herstellung der Bohrlochkeller, die vorlaufenden Erkundungsbohrungen, die Erweiterungsbohrungen, den Einbau der Außenliner und der Bentonitringle – Tabelle 9-19. Es sei angemerkt, dass es sich bei den spezifischen Materialkosten für den Außenliner und die Bentonitringle in Höhe von 10 T€ pro Bohrlochmeter um eine grobe Abschätzung handelt.

Tabelle 9-19: Kosten für die Herstellung der Einlagerungsbohrlöcher

	BSK3	HAW	CSD-B/C
Anzahl Bohrlöcher [Stück]	1.364	290	498
Tiefe Bohrlöcher [m]	50	50	50
Herstellung Bohrlochkeller			
- Zeitaufwand [AT/Stück]	10	10	10
- Arbeitsaufwand b. 4 M/SCH u. 3 SCH/AT [MSCH/Stück]	120	120	120
Herstellung Erkundungsbohrung			
- Zeitaufwand [AT/Stück]	10	10	10
- Arbeitsaufwand b. 4 M/SCH u. 3 SCH/AT [MSCH/Stück]	120	120	120
Herstellung Erweiterungsbohrung			
- Zeitaufwand [AT/Stück]	10	10	10
- Arbeitsaufwand b. 4 M/SCH u. 3 SCH/AT [MSCH/Stück]	120	120	120
Einbau Außenliner und Bentonitringle			
- Zeitaufwand [AT/Stück]	5	5	5
- Arbeitsaufwand b. 4 M/SCH u. 3 SCH/AT [MSCH/Stück]	60	60	60
Kosten Betriebsmittel (Abschreibung, Betriebs- und Reparaturkosten) für Herstellung u. Vorbereitung Bohrloch			
- Zeitaufwand [AT/Stück]	35	35	35
- Kosten pro Arbeitstag [T€/AT]	2	2	2
- Kosten pro Bohrloch [T€/Stück]	70	70	70
Materialkosten für Ausbau Bohrloch (Außenliner und Bentonitringle)			
- spezifische Kosten [T€/m]	10	10	10
- Kosten pro Bohrloch [T€/Stück]	500	500	500
Kosten pro Mannschicht [T€/MSCH]	0,5	0,5	0,5
Summe Kosten [T€]	1.063.920	226.200	388.440

In Summe betragen die Kosten für die Herstellung der Bohrlöcher 1.678.560 T€.

Insgesamt ergeben sich für die Herstellung der Einlagerungsstrecken und Einlagerungsbohrungen Kosten in Höhe von 3.245.814 T€.

Einlagerung und Versetzen der Gebinde sowie Umsetzen und Verschließen

Kosten für Einlagerung und Versetzen:

Die Kostenabschätzung für die Einlagerung und das Versetzen der Gebinde im Bohrloch erfolgt gebindebezogen und geht von einem zweischichtigen Betrieb aus. In der Frühschicht erfolgt die Einlagerung und in der Spätschicht das Versetzen. Die Belegung wird mit 2 1/3 Mann pro Schicht und Gebinde angenommen:

Frühschicht: 1/3 Lokführer zentrale Dienste, 1 Lokführer Einlagerungsstrecke, 1 Leitstandsfahrer Einlagerungsvorrichtung

Spätschicht: 1/3 Lokführer zentrale Dienste, 1 Lokführer Einlagerungsstrecke, 1 Bediener Versatzfahrzeug

Dabei wird unterstellt, dass der Lokführer für zentrale Dienste für alle drei Einlagerungsbereiche (BSK 3-, HAW- sowie CSD-B/C-Felder) zuständig ist.

Die Personalkosten für die Einlagerung und das Versetzen der Gebinde sind in Tabelle 9-20 aufgeführt.

Tabelle 9-20: Personalkosten für Einlagerung und Versetzen der Gebinde

	Anzahl Gebinde	Anzahl MSCH Transport/Einlagern Gebinde	Anzahl MSCH Transport/Versetzen Gebinde	Kosten
	Stück	Stück	Stück	T€
Einlagerungsfelder - BSK3	6818	2,33	3	18.170
Einlagerungsfelder - HAW	3767	2,33	3	10.039
Einlagerungsfelder - CSD-B u. CSD-C	7462	2,33	3	19.886
Summe Kosten				48.095

Die für den Einlagerungs- und Versatzbetrieb erforderlichen Anlagen und Ausrüstungen (Einlagerungsvorrichtungen, Versatzfahrzeuge, Bohrlochschleusen, temporäre Absperrungen, Plateauwagen, Transferbehälter u. a.) sind hier nicht berücksichtigt. Die dafür erforderlichen Investitionskosten sind durch den Sockelbetrag Errichtungsphase und die Reinvestitionskosten durch den Sockelbetrag Betriebsphase abgedeckt. Betriebs- und Reparaturkosten sind in den Kosten für Betrieb und Unterhaltung enthalten.

Kosten für Umsetzen und Verschließen:

Die Kosten für das Umsetzen zum nächst folgenden Bohrloch sowie für das Verschließen sind in Tabelle 9-21 dargestellt. Die Materialkosten für das Verschließen der Bohrlöcher sind bereits in den spezifischen Materialkosten für die Herstellung der Einlagerungsbohrlöcher in Tabelle 9-19 enthalten.

Tabelle 9-21: Kosten für Umsetzen und Verschließen

	BSK3	HAW	CSD-B/C
Anzahl Bohrlöcher [Stück]	1.364	290	498
Umsetzen Bohrlochsleuse, Einlagerungsvorrichtung u. Längen Anpassung bei Bohrlochwechsel und Verschließen			
- Zeitaufwand [AT/Stück]	5	5	5
- Arbeitsaufwand b. 6 M/SCH u. 2 SCH/AT [MSCH/Stück]	60	60	60
Kosten Betriebsmittel (Abschreibung, Betriebs- und Reparaturkosten) für Umsetzen und Verschließen			
- Zeitaufwand [AT/Stück]	5	5	5
- Kosten pro Arbeitstag [T€/AT]	2	2	2
- Kosten pro Bohrloch [T€/Stück]	10	10	10
Kosten pro Mannschicht [T€/MSCH]	0,5	0,5	0,5
Summe Kosten Umsetzen u. Verschließen [T€]	54.560	11.600	19.920

In Summe betragen die Kosten für das Umsetzen zum nächst folgenden Bohrloch sowie für die Verschleißmaßnahmen 86.080 T€.

Insgesamt ergeben sich für Einlagern und Versetzen sowie für Umsetzen und Verschließen Kosten in Höhe von 134.175 T€.

Kosten für Rückbau und Versetzen der Einlagerungsstrecken, Querschläge und Richtstrecken

Im Anschluss an Befüllung und Verschluss des letzten Bohrloches einer Einlagerungsstrecke werden die Gleise, E-Versorgungseinrichtungen und Lutten im Wechsel mit dem abschnittsweise Einbringen von Versatz geraubt. Gleiches gilt für Querschläge und Richtstreckenabschnitte nach abgeschlossener Einlagerung und Versetzen eines Einlagerungsfeldes.

Die Kosten für den Rückbau betriebsmitteltechnischer Einrichtungen und das Rauben der Gleise sind längenabhängig. Nach Tabelle 9-22 ist insgesamt ist eine Streckenlänge von 131,8 km zu berücksichtigen. Unter Zugrundelegung eines durchschnittlichen Leistungsansatzes von 10 m/Sch und einer Belegung von 4 Mann/Sch ergeben sich bei 500 €/MSch Kosten in Höhe von 26.364 T€.

Tabelle 9-22: Streckenlängen und Hohlraumvolumina für die Einlagerungsfelder

	lichter Querschnitt [m ²]	Länge [m]	Hohlraum- volumen [m ³]
Einlagerungsfelder - BSK3			
Richtstrecken Haufwerkstransport	32	6.200	198.400
Richtstrecken Gebindettransport	52	4.100	213.200
Abwetterstrecken	15	8.300	124.500
Querschläge	52	11.300	587.600
Einlagerungsstrecken an Bohrlöchern	50	13.640	682.000
Einlagerungsstrecken zw. Bohrlöchern	42	55.060	2.312.520
Summe Länge und Hohlraumvolumen		98.600	4.118.220
Einlagerungsfelder - HAW-Kokillen			
Richtstrecken Haufwerkstransport	32	1.200	38.400
Richtstrecken Gebindettransport	42	800	33.600
Abwetterstrecken	15	1.600	24.000
Querschläge	42	1.700	71.400
Einlagerungsstrecken an Bohrlöchern	40	1.450	58.000
Einlagerungsstrecken zw. Bohrlöchern	30	8.810	264.300
Summe Länge und Hohlraumvolumen		15.560	489.700
Einlagerungsfelder - CSD-B und CSD-C			
Richtstrecken Haufwerkstransport	32	1.200	38.400
Richtstrecken Gebindettransport	42	800	33.600
Abwetterstrecken	15	1.600	24.000
Querschläge	42	1.900	79.800
Einlagerungsstrecken an Bohrlöchern	40	2.490	99.600
Einlagerungsstrecken zw. Bohrlöchern	30	9.670	290.100
Summe Länge und Hohlraumvolumen		17.660	565.500
Gesamtsumme Länge u. Hohlraumvolumen		131.820	5.173.420

Die Kosten für das Versetzen der Grubenbaue (Einlagerungsstrecken, Querschläge und Richtstrecken) sind volumenabhängig. Nach Tabelle 9-22 ist insgesamt ist ein Hohlraumvolumen von 5,17 Mio m³ zu versetzen. Unter Zugrundelegung eines Leistungsansatzes je Betriebspunkt von 100 m³/Sch und einer Belegung von 3 Mann/Sch ergeben sich bei 500 €/MSch Kosten in Höhe von 77.600 T€.

Die für den Rückbau und das Versetzen der Grubenbaue erforderlichen Anlagen und Ausrüstungen (Hebezeuge, Transportfahrzeuge, Versatzzüge für Strecken mit Gleisen, Schleudertrucks für übrige Strecken u. a.) sind hier nicht berücksichtigt. Die dafür erforderlichen Investitionskosten sind durch den Sockelbetrag Errichtungsphase und die Reinvestitionskosten durch den Sockelbetrag Betriebsphase abgedeckt. Betriebs- und Reparaturkosten sind in den Kosten für Betrieb und Unterhaltung enthalten.

Insgesamt ergeben sich Kosten für Rückbau und Versetzen in Höhe von 103.964 T€.

Betriebs- und Unterhaltungskosten

Für die Betriebsphase des HAW-Endlagers sind entsprechend Abbildung 9-1 56,5 Jahre zu berücksichtigen. Für diesen Zeitraum wird der Planwert für die Offenhaltung des Erkundungsbergwerks Gorleben (23.200 T€/a) mit einem Zuschlag in Höhe von 50 % versehen, so dass sich 34.800 T€/a ergeben. Dieser Zuschlag berücksichtigt den hohen transportlogisti-

schen Aufwand für die Herstellung und Herrichtung der Einlagerungsstrecken und –bohrlöcher (Lagerhaltung und Transporte von Baustoffen, Ausbaumaterialien, Außenliner, Bentonitformteilen u. a.), den zusätzlichen Personalbedarf für Verwaltung und die Annahme der CASTOR-Behälter, Umladung und Bereitstellung der Gebinde in innerbetrieblichen Transferbehältern sowie für Aufgaben des Strahlenschutzes und den zusätzlichen Instandhaltungsaufwand für erforderliche Anlagen und Ausrüstungen unter und über Tage sowie den Energiebedarf. Damit ergeben sich insgesamt 1.966.200 T€.

Insgesamt ergeben sich für die Betriebsphase des Endlagers Kosten in Höhe von **6.968.250 T€**.

9.2.6 Stilllegungsphase

Nach Beendigung der Einlagerung erfolgt der Rückbau, d. h. Demontage und Abtransport sämtlicher infrastruktureller Betriebsmittel (Maschinen, Fahrzeuge, Geräte, Gleise und sonstige Einrichtungen), das Versetzen der noch verbliebenen Grubenbaue, die Errichtung von Verschlussbauwerken in Strecken, das Verfüllen und Verschließen der Schächte sowie der Rückbau der Tagesanlagen und die Rekultivierung der Tagesoberfläche.

Kosten für Rückbau und Versetzen der restlichen Grubenbaue einschließlich Gruben- nebenräume

Die Kosten für den Rückbau betriebsmitteltechnischer Einrichtungen (z. B. Kabeltrassen, Lutten und Gleise) und das Rauben der Gleise sind längenabhängig. Insgesamt ist Tabelle 9-23 eine Streckenlänge von 17,9 km zu berücksichtigen. Unter Zugrundelegung eines Leistungsansatzes von 10 m/Sch und einer Belegung von 4 Mann/Sch ergeben sich bei 500 €/MSch Kosten in Höhe von 3.580 T€.

Tabelle 9-23: Streckenlängen und Hohlraumvolumina für die Anbindung der Einlagerungsfelder an die Schächte sowie für die Grubennebenräume

	lichter Querschnitt [m ²]	Länge [m]	Hohlraum- volumen [m ³]
Richtstrecke Haufwerkstransport ¹⁾	32	5200	166.400
Richtstrecke Gebindetransport			
- BSK3	52	1580	82.160
- HAW-Kokillen, CSD-B und CSD-C	42	1600	67.200
Abwetterstrecken	15	4830	72.450
Grubennebenräume		4700	150.000
Summe Länge und Hohlraumvolumen		17.910	538.210

1): einschließlich Schachtverbindungsstrecke und Frischwetterstrecke von ÜB in KB

Die Kosten für das Versetzen der Grubennebenräume sind volumenabhängig. Insgesamt ist nach Tabelle 9-23 noch ein Hohlraumvolumen von 538 Tm³ zu versetzen. Unter Zugrundelegung eines aufgrund der nur geringen Entfernungen höheren Leistungsansatzes je

Betriebspunkt von 200 m³/Sch und einer Belegung von 3 Mann/Sch ergeben sich bei 500 €/MSch Kosten in Höhe von 4.037 T€.

In der Stilllegungsphase steht kein Haufwerk aus Vortrieben mehr zur Verfügung (Anm: Dies gilt auch für den Schluss der Betriebsphase, da allenfalls noch das Haufwerk aus der Auffahrung der letzten Einlagerungsstrecke zu Versatzzwecken in anderen Strecken zur Verfügung steht, die Einlagerungsstrecke selbst aber damit nicht versetzt werden kann. Dies wird hier jedoch vernachlässigt). Insofern ist für das Versetzen der restlichen Grubenbaue entweder aufbereitetes Haldenmaterial oder Fremdversatz zu verwenden. Hierfür werden 100 €/m³ in Ansatz gebracht. Damit ergeben sich Kosten in Höhe von 53.821 T€.

Die für den Rückbau und das Versetzen der Grubenbaue erforderlichen Anlagen und Ausrüstungen (Hebezeuge, Transportfahrzeuge, Versatzzüge für Strecken mit Gleisen, Schleudertrucks für übrige Strecken u. a.) sind hier nicht berücksichtigt. Die dafür erforderlichen Investitionskosten sind durch den Sockelbetrag Errichtungsphase und die Reinvestitionskosten durch den Sockelbetrag Stilllegungsphase abgedeckt. Betriebs- und Reparaturkosten sind in den Kosten für Betrieb und Unterhaltung enthalten.

Insgesamt ergeben sich Kosten für Rückbau und Versetzen in Höhe von 61.438 T€.

Kosten für die Errichtung von Verschlussbauwerken (geotechnischen Barrieren) in Strecken

Insgesamt sind folgende Verschlussbauwerke zu berücksichtigen:

- 2 Verschlussbauwerke in Abwettersammelstrecken am Gebindetransportschacht
- 1 Verschlussbauwerk in Gebindetransportstrecke am Gebindetransportschacht
- 3 Verschlussbauwerke in Haufwerktransportstrecken am Förderschacht

Unter Ansatz von 1.500 T€ pro Verschlussbauwerk ergeben sich Gesamtkosten von 9.000 T€.

Kosten für das Verfüllen und Verschließen der Schächte

Auf der Basis von [Filbert et al. 1998] ergeben sich für das Verfüllen und Verschließen der Schächte insgesamt ca. 10.000 T€.

Kosten für den Rückbau der Tagesanlagen und Rekultivierung der Tagesoberfläche

Hierfür werden 25 % der Investitionskosten für Gelände sowie die übertägigen Gebäude, Anlagen und Ausrüstungen angesetzt. Auf der Basis von [Filbert et al. 1998] in Ansatz gebrachten Investitionskosten ergeben sich für den Rückbau der Tagesanlagen und die Rekultivierung der Tagesoberfläche Kosten in Höhe von ca. 72.000 T€.

Betriebs- und Unterhaltungskosten

Für die Stilllegungsphase des HAW-Endlagers sind entsprechend Abbildung 9-1 8 Jahre zu berücksichtigen. Für diesen Zeitraum werden 50 % des Planwertes für die Offenhaltung des Erkundungsbergwerks Gorleben (23.200 T€/a) angesetzt. Damit ergeben sich insgesamt 92.800 T€.

Insgesamt ergeben sich für die Stilllegungsphase des Endlagers Kosten in Höhe von **245.238 T€**.

9.2.7 Kosten für anlagenbezogene Planung

Die Kosten für die Endlagerplanung wurden in [Filbert et al. 1998] als prozentualer Anteil der Errichtungskosten unter Herausrechnung der Kosten für den Betrieb und Unterhaltung gemäß HOAI ermittelt. Bei 825.881 T€ ergeben sich unter Ansatz von 15 % für die anlagenbezogenen Planung Kosten in Höhe von ca. **124.000 T€**

9.2.8 Kosten für Genehmigungsverfahren (atom- und bergrechtlich)

Auf der Basis von [Filbert et al. 1998] ergeben sich für das atom- und bergrechtliche Genehmigungsverfahren Kosten in Höhe von ca. **228.000 T€**.

9.2.9 Kosten für Behörden

Auf der Basis von [Filbert et al. 1998] belaufen sich die Kosten für Behörden (BfS, BGR und OFD) insgesamt auf ca. **218.000 T€**.

9.2.10 Kosten für FuE-Bedarf

Die Kosten für den FuE-Bedarf lassen sich auf der Basis des vorliegenden Planungsstandes nicht belastbar abschätzen. Der in Kapitel 8 identifizierte FuE-Bedarf bezieht sich auf Fragestellungen bzw. offene Punkte, die im Hinblick auf weiterführende, vertiefende Planungen für ein Endlager im Tonstein im Vordergrund stehen. Er umfasst daher nicht zwangsläufig sämtliche offenen Punkte, deren Beantwortung für eine Genehmigung und Realisierung eines Endlagers erforderlich sind, da diese sich insgesamt erst im Verlauf der Planungsphasen heraus kristallisieren und definiert werden können. Insofern wird für den FuE-Bedarf nur eine Kostenpauschale von **50.000 T€** berücksichtigt.

9.2.11 Gesamtkosten für das HAW-Endlager

Zusammenfassend sind die Kosten für das HAW-Endlager in Tabelle 9-24 dargestellt.

Tabelle 9-24: Kosten für das HAW-Endlager (netto)

HAW-ENDLAGER	Dauer	Kosten
	a	T€
Übertägige Standorterkundung	5	200.000
Untertägige Standorterkundung	18	1.566.248
Offenhaltung während des Atomrechtlichen Genehmigungsverfahrens	10,5	243.600
Errichtungsphase	6	999.881
Betriebsphase	56,5	6.968.250
Stilllegungsphase	8	245.238
Anlagenbezogene Planung	-	124.000
Genehmigungsverfahren	-	228.000
Behörden	-	218.000
FuE-Bedarf	-	50.000
GESAMTKOSTEN		10.843.217

Danach ergeben sich für Erkundung, Errichtung, Betrieb und Stilllegung des HAW-Endlagers etwa **11.000 Mio. € (netto)**. Es sei hier nochmals darauf hingewiesen, dass es sich bei den für einzelne Aufgaben ermittelten Kosten einerseits zum Teil um grobe Abschätzungen handelt und dass diesen Kosten andererseits bestimmte Annahmen zugrunde liegen. Dies sind unter anderem angenommene Dauern für bestimmte Phasen oder Vorgänge, die proportional Einfluss auf die Kosten nehmen (z. B. Kosten für die Offenhaltung des Betriebs während des Planfeststellungsverfahrens) sowie Kostenansätze im Detail (z. B. Ansätze für Durchführung von Arbeiten als Fremdleistung, Herstellung der Bentonitformteile usw.).

Auch die hier aufgrund fehlender Detailplanung notwendige Vorgehensweise aus den für das Projekt Gorleben vorliegenden Angaben [Filbert et al. 1998] durch Herausrechnen bestimmter Einzelangaben (z. B. Auffahrungskosten) Sockelbeträge zu bilden, auf die entsprechende, für das Endlager in einer Tonformation ermittelte Werte wieder aufgeschlagen werden, ist im Hinblick auf die zwar ähnlichen (Bohrlochlagerung), jedoch im Detail unterschiedlichen Planungen mit Unsicherheiten behaftet. Dies betrifft die Sockelbeträge einerseits selbst und zwar vor allem bei den Erkundungsmaßnahmen und bei den untertägigen Anlagen und Ausrüstungen, deren Kosten somit als identisch vorausgesetzt wurden. Andererseits sind auch die herausgerechneten und ersetzten Werte zum Teil auf unterschiedliche Weise ermittelt. Davon betroffen sind z. B. die Auffahrungskosten, die in [Filbert et al. 1998] konservativ als volumenspezifische Kostenpauschale angesetzt und für das HAW-Endlager im Tonstein nach Streckenquerschnitt und ausbautechnischen Anforderungen differenziert ermittelt wurden. Ferner ergeben sich auch Unterschiede in der Zuordnung von Kosten. Beispielsweise wurden hier die Personalkosten für das Einlagern und Versetzen gebindespezifisch (nach Aufwand) als Fremdleistung ermittelt, während diese bei [Filbert et

al. 1998] in den Kosten für Betrieb und Unterhaltung unter Berücksichtigung von Zuschlägen pauschal über die gesamte Betriebsphase enthalten sind.

Insofern ist eine Heranziehung der Gesamtkosten zu Vergleichszwecken nur unter Beachtung der hier im Detail zugrunde gelegten Randbedingungen möglich und sinnvoll.

Insgesamt betrachtet sind die ermittelten Gesamtkosten als grober Anhaltswert zu verstehen, der eher nach oben als nach unten abweichen kann.

Abkürzungsverzeichnis

AT	Arbeitstag
BE	Brennelement
BI	Bohrloch
BN-GS	British Nuclear Group Sellafield
COGEMA	Compagnie Générale des Matières Nucléaires
CSD-B	Colis de déchets boue
CSD-C	Colis de déchets compactés
CSD-V	Colis de déchets vitrifiés
DWR	Druckwasserreaktor
G	Gebinde
GWd	Gigawatttage
HAW	High Active Waste
KKW	Kernkraftwerk
KNK	kompakte natriumgekühlte Kernreaktoranlage
SWR	Siedewasserreaktor
tSM	Tonnen Schwermetall
V _E	Einlagerungsfortschritt [G/AT]
VEK	Verglasungseinrichtung des Forschungszentrums Karlsruhe
WWER	Water Water Energy Reactor (DWR russischer Bauart)

Abbildungsverzeichnis

Abbildung 2-1:	HAW-Kokille, links, (CSD-V, entspricht auch CSD-B) und CSD-C, rechts	17
Abbildung 2-2:	Frankreich – Endlagerbohrloch für Endlagerbehälter mit ausgedienten Brennelementen [ANDRA 2005a]	20
Abbildung 2-3:	Frankreich – Technisches Barrierensystem [De Bock et al. 2009]	21
Abbildung 2-4:	Schweiz – Streckenlagerung von BE- und HAW (HAA)-Endlagerbehältern, Abmessungen in Meter [NAGRA 2002a]	22
Abbildung 2-5:	Belgien – Streckenlagerung von BE-Endlagerbehältern (Supercontainer-Konzept) [ONDRAF/NIRAS 2001]	23
Abbildung 2-6:	Belgien – Streckenlagerung von HAW-Kokillen (Supercontainer-Konzept) [De Bock 2006]	23
Abbildung 2-7:	POLLUX-3	25
Abbildung 2-8:	Querschnitt durch die Einlagerungsstrecke für POLLUX-3	26
Abbildung 2-9:	Bentonitummanteltes Endlagergebäude BSK-2	27
Abbildung 2-10:	Querschnitt durch die Einlagerungsstrecke und Bohrloch für BSK-2	27
Abbildung 2-11:	Bentonitummanteltes Endlagergebäude HAW-Kokille	28
Abbildung 2-12:	Querschnitt durch die Einlagerungsstrecke und Bohrloch für HAW-Kokillen	29
Abbildung 2-13:	Schema der Streckenlagerung eines POLLUX-3	30
Abbildung 2-14:	Schema der Bohrlochlagerung einer BSK 3	32
Abbildung 2-15:	Schema der Bohrlochlagerung einer HAW-Kokille	33
Abbildung 2-16:	Karte der untersuchungswürdigen Tongesteinsformationen in Deutschland und Lage der Modellstandorte (verändert, aus [BGR 2007a])	38
Abbildung 2-17:	Stratigraphisches Profil mit dem generischen Modell Süd-1 im Gebiet um Ulm [Jobmann & Amelung 2004]	41
Abbildung 2-18:	Stratigraphisches Profil mit dem generischen Modell Süd-2 im Raum Jestetten und dem Grenzgebiet zur Schweiz mit der Sondierbohrung Benken [Jobmann et al. 2007]	42
Abbildung 2-19:	Stratigraphisches Profil (4-fach überhöht) mit dem generischen Modell Nord-1 im Gebiet nordöstlich von Hannover [Jobmann et al. 2007]	44
Abbildung 2-20:	Stratigraphisches Profil (4-fach überhöht) mit dem generischen Modell Nord-2 im Raum zwischen Minden (W) und Hameln (E) [Jobmann et al. 2007]	45
Abbildung 4-1:	Prinzipdarstellung Arbeitsschritte für Einlagerung	92

Abbildung 4-2:	Querschnittsbedarf in der Einlagerungsstrecke	93
Abbildung 4-3:	POLLUX-Behälter mit heat spreader in Container	94
Abbildung 4-4:	Querschnittsbedarf in der Einlagerungsstrecke	95
Abbildung 4-5:	Büchse mit Bentonit und Sand	95
Abbildung 4-6:	Schematische Darstellung des Einschubvorgangs der Einlagerungsmaschine mit Horizontalschubvorrichtung	96
Abbildung 4-7:	Querschnittsbedarf in der Einlagerungsstrecke (Hubportal für Büchse, links: Übernahme Büchse, rechts: Ablegen Büchse)	97
Abbildung 4-8:	Darstellung Arbeitsstellungen Hubportal mit Scherenhubvorrichtung für Büchse	98
Abbildung 4-9:	Supercontainer mit POLLUX-Behälter, Bentonit und Sand	99
Abbildung 4-10:	Querschnittsbedarf des Hubportals (links: Bereich Übergabestelle, rechts: Transport zu Ablegestelle)	100
Abbildung 4-11:	Darstellung Arbeitsstellungen des Hubportals mit Scherenhubvorrichtung für den Supercontainer	101
Abbildung 4-12:	Querschnittsbedarf bei Einlagerung auf verlorenem Einlagerungswagen (links: Übergabestelle, rechts: Abstellposition)	102
Abbildung 4-13:	Darstellung Arbeitsstellungen des Hubportals mit Umladung des Supercontainers	103
Abbildung 4-14:	Verlorener Einlagerungswagen mit Supercontainer	104
Abbildung 4-15:	Querschnittsbedarf des Einlagerungsfahrzeugs	105
Abbildung 4-16:	Einlagerungsablauf Untervariante 4/3	105
Abbildung 4-17:	Querschnittsbedarf einer schweren Teilschnittmaschine der 100 t-Klasse	106
Abbildung 4-18:	Querschnittsbedarf einer Teilschnittmaschine der 50 t-Klasse	107
Abbildung 4-19:	Komponenten für die Bohrlochlagerung von BSK 3 (Salzformation)	109
Abbildung 4-20:	Variante 1 - Querschnitt durch das Bohrloch mit Supercontainer	110
Abbildung 4-21:	Vergleich des Schwenkraumbedarfs für Transferbehälter mit Supercontainer und Transferbehälter für BSK 3	111
Abbildung 4-22:	Vergleich Querschnittsbedarf von Einlagerungsvorrichtung und Transferbehälter der Variante 1 (links) mit Einlagerungsvorrichtung und Transferbehälter für Salzformation (rechts)	112
Abbildung 4-23:	Variante 2 - Querschnitt durch das Bohrloch mit Container	113
Abbildung 4-24:	Vergleich des Schwenkraumbedarfs für Transferbehälter mit Container und Transferbehälter für BSK 3	114

Abbildung 4-25: Vergleich Querschnittsbedarf von Einlagerungsvorrichtung und Transferbehälter der Variante 2 (links) mit Einlagerungsvorrichtung und Transferbehälter für Salzformation (rechts)	115
Abbildung 4-26: Variante 3 - Querschnitt durch das Bohrloch mit BSK 3 und Darstellung der Büchse	116
Abbildung 4-27: Querschnittsbedarf von Variante 3 mit Einlagerungsvorrichtung und Transferbehälter für Salzformation	116
Abbildung 4-28: Variante 4 - Querschnitt durch das Bohrloch mit BSK 3 (links) und Detail Zentriervorrichtung mit Bentonitring (rechts)	118
Abbildung 4-29: Querschnittsbedarf von Variante 4 mit Einlagerungsvorrichtung und Transferbehälter für Salzformation	118
Abbildung 4-30: Hauptvariante 1 - Anbindung der Einlagerungsfelder über 2 Richtstrecken	121
Abbildung 4-31: Hauptvariante 2 - Anbindung der Einlagerungsfelder über 4 Richtstrecken	122
Abbildung 4-32: Hauptvariante 3 - Anbindung der Einlagerungsfelder über 3 Richtstrecken	122
Abbildung 4-33: Schematische Darstellung der Vorzugsvariante für die Streckenlagerung	124
Abbildung 4-34: Schematische Darstellung der Vorzugsvariante für die Bohrlochlagerung	126
Abbildung 4-35: Grubengebäudezuschnitt für die Streckenlagerung von POLLUX-3BE (Variante 4/2)	128
Abbildung 4-36: Querschnittsbedarf in Richtstrecken, Querschlägen und Einlagerungsstrecken für die Streckenlagerung (Variante 4/2)	129
Abbildung 4-37: Abstände zwischen Richt- und Einlagerungsstrecken	130
Abbildung 4-38: Grubengebäudezuschnitt für die Bohrlochlagerung von BSK 3 (Variante 4)	132
Abbildung 4-39: Querschnittsbedarf in Richtstrecken, Querschlägen und Einlagerungsstrecken für die Bohrlochlagerung (Variante 4)	133
Abbildung 4-40: Abstände zwischen Richt- und Einlagerungsstrecken	134
Abbildung 4-41: Schematische Darstellung des Anker-Spritzbeton-Verbundausbau	136
Abbildung 4-42: Schematische Darstellung des Kombi-Ausbaus	137
Abbildung 4-43: Abzweigbauwerk [Thyssen Schachtbau 2002a]	138
Abbildung 4-44: MT 300 der Fa. Sandvik Mining and Construction Central Europe GmbH	138
Abbildung 4-45: Teilschnittmaschine mit Ankerbohr- und –setzeinrichtung [Thyssen Schachtbau 2002b]	139

Abbildung 4-46: Teilschnittmaschine der Fa. Sandvik Mining and Construction Central Europe GmbH mit Ankerbohr- und –setzeinrichtung (2 Stück)	139
Abbildung 4-47: Bohrwagen 7600 der Fa. GTA Maschinensysteme GmbH	140
Abbildung 4-48: Spritzmanipulator Oruga der Fa. Meyco [Meyco 2007]	140
Abbildung 4-49: Streckenausbaumanipulator M 2000 der Fa. GTA Maschinensysteme GmbH	141
Abbildung 4-50: Ausbaubühne AMG 2700 der Fa. GTA Maschinensysteme GmbH	142
Abbildung 4-51: Einschienenhängebahn [RAG 2008a]	142
Abbildung 4-52: Vortriebsgeschwindigkeiten für Einlagerungs- und Infrastrukturecken	143
Abbildung 4-53: Schneckenbohranlage [Bilfinger Berger 2008]	146
Abbildung 4-54: Planeten-Erweiterungsbohrkopf SBK 1000 [Kolditz 1988 und 1993]	148
Abbildung 4-55: SBK 600 [Kolditz 1993]	149
Abbildung 4-56: Bohrmaschine der Firma Robbins Typ SBM 1.8 [SKB 2002]	150
Abbildung 4-57: Einsetzen der Robbins SBM 1.8 in den Trailer [SKB 2002]	151
Abbildung 4-58: Schematische Darstellung der Bohranlage untertage [SKB 2002]	151
Abbildung 4-59: Ablauf des Bohrvorgangs [SKB 2002]	153
Abbildung 4-60: Schematische Darstellung Reverse Raise-boring [SKB 2004]	154
Abbildung 4-61: Raisebohrkopf [SKB 2004]	154
Abbildung 4-62: Schematische Darstellung des Saugbohrverfahrens [Smolczyk 2001]	156
Abbildung 4-63: Schematische Darstellung von Bohrlochkeller in Einlagerungstrecke	160
Abbildung 4-64: Schrämmaschine 450.2 VH der Fa. Korfmann	161
Abbildung 4-65: Schrämmaschine HSTK 60 NS der Fa. Korfmann	162
Abbildung 4-66: Variante 1 - Querschnitt durch das Bohrloch mit Container	181
Abbildung 4-67: Abmessungen für Transferbehälter mit Container für WA-Kokillen	182
Abbildung 4-68: Querschnittsbedarf der Einlagerungsvorrichtung (einstufiges Hubportal)	183
Abbildung 4-69: Querschnittsbedarf der Einlagerungsvorrichtung mit zwei Hubwerken (Übernahme des Transferbehälters)	184
Abbildung 4-70: Querschnittsbedarf der Einlagerungsvorrichtung mit 2 Hubwerken (Freihub und Absenken Abschirmhaube)	184
Abbildung 4-71: Querschnittsbedarf der Einlagerungsvorrichtung mit zwei Hubwerken (Absetzen Transferbehälter auf Bohrlochschleuse)	185
Abbildung 4-72: Variante 1 - Querschnitt durch das Bohrloch	185
Abbildung 4-73: Abmessungen für Transferbehälter für WA-Kokillen	186
Abbildung 4-74: Querschnittsbedarf der Einlagerungsvorrichtung (einfaches Hubportal)	187

Abbildung 4-75: Querschnittsbedarf der Einlagerungsvorrichtung mit 2 Hubwerken (Übernahme Transferbehälter)	188
Abbildung 4-76: Querschnittsbedarf der Einlagerungsvorrichtung mit 2 Hubwerken (Freihub und Absenken Abschirmhaube)	189
Abbildung 4-77: Querschnittsbedarf der Einlagerungsvorrichtung mit 2 Hubwerken (Absetzen Transferbehälter auf Bohrlochsleuse)	189
Abbildung 4-78: Querschnittsbedarf in Richtstrecken, Querschlägen und Einlagerungsstrecken für die Bohrlochlagerung von HAW-Kokillen sowie CSD-B- und CSD-C-Kokillen	197
Abbildung 4-79: Abstände zwischen Richt- und Einlagerungsstrecken	198
Abbildung 4-80: Grubengebäudezuschnitt für die Bohrlochlagerung von HAW-Kokillen (oben) sowie von CSD-B- und CSD-C-Kokillen (unten)	199
Abbildung 5-1: Schachtscheibe des Förderschachts	204
Abbildung 5-2: Schachtscheibe des Gebindetransportschachts	205
Abbildung 5-3: Koepefördereinrichtung	206
Abbildung 5-4: Potenzielles Wirtsgestein [Jobmann et al. 2007]	207
Abbildung 5-5: Spundwandverfahren am Beispiel Schacht Prosper 10 der RAG [Reuther 1989]	209
Abbildung 5-6: Bohrpfehlverfahren [Reuther 1989]	210
Abbildung 5-7: Schachtbohrgerät [Deilmann-Haniel 2007a]	210
Abbildung 5-8: Mehrschalengreifer [IfB 2008c]	211
Abbildung 5-9: Schacht-Helix der Fa. Paurat	212
Abbildung 5-10: Bohrverfahren mit Vorbohrloch	213
Abbildung 5-11: Bohrverfahren ohne Vorbohrloch	214
Abbildung 5-12: Gefrierschachtverfahren [Reuther 1989]	216
Abbildung 5-13: Beispielhafte Darstellung eines Gleitbaus	218
Abbildung 5-14: Herstellung Schachtglocke AV8 [Thyssen Schachtbau 2002a]	219
Abbildung 5-15: Grubengebäude des HAW-Endlagers	220
Abbildung 5-16: Plateauwagen für Transferbehälter mit BSK 3 (links) und mit HAW-Kokillen, CSD-B oder CSD-C (rechts)	223
Abbildung 5-17: Grubenlok	223
Abbildung 5-18: Einlagerungsvorgang BSK 3	224
Abbildung 5-19: Versatzfahrzeug	225
Abbildung 5-20: Versatzzug [Filbert et al. 1998]	227
Abbildung 5-21: Schematische Darstellung eines Schleudertrucks [Filbert et al. 1998]	227

Abbildung 5-22: Schematische Darstellung Einbau Schüttversatz [Andersson et al. 2005]	228
Abbildung 5-23: Schematische Darstellung der Bewetterung der Einlagerungsfelder	231
Abbildung 5-24: Schematische Darstellung der Bewetterung der Einlagerungsstrecken	232
Abbildung 5-25: Bewetterung der Vortriebe	234
Abbildung 5-26: Bewetterung der Betriebspunkte „Herstellung Bohrlochkeller, Gleisbau, Herstellung Erkundungs- und Erweiterungsbohrung, Einbau Außenliner und Bentonitringle“	234
Abbildung 5-27: Bewetterung Einlagerungsbetrieb	235
Abbildung 5-28: Bewetterung während Betriebsphase Rauben und Versetzen (Schleudern)	236
Abbildung 5-29: Anordnung des Hauptgrubenlüfters	243
Abbildung 5-30: Umladeanlage [Krone et al. 2008]	244
Abbildung 5-31: Tagesanlagen	245
Abbildung 5-32: Halde	246
Abbildung 6-1: Schematische Darstellung des Verfüll- und Verschleißkonzepts	248
Abbildung 6-2: Schematische Darstellung des Verschleißkonzepts im Detail	249
Abbildung 6-3: Einlagerungsbohrloch für BSK 3	251
Abbildung 6-4: Lage der Streckenverschlüsse	253
Abbildung 6-5: Konzept für einen Streckenverschluss gemäß Endlagerkonzept der Nagra [NAGRA 2002a]	254
Abbildung 6-6: Lage des Schachtverschlusses (Gebindetransportschacht)	255
Abbildung 6-7: Konzept für einen Schachtverschluss gemäß Endlagerkonzept der Nagra [NAGRA 2002a]	256
Abbildung 9-1: Ablaufplan	274

Tabellenverzeichnis

Tabelle 2-1:	Mengengerüst und geometrische Daten der hochradioaktiven und wärmeentwickelnden Wiederaufarbeitungsabfälle	18
Tabelle 2-2:	Mengengerüst der ausgedienten Brennelemente aus Leistungsreaktoren	18
Tabelle 2-3:	Ergebnisse der thermischen Auslegungsrechnungen für die Streckenlagerung von POLLUX-3	31
Tabelle 2-4:	Ergebnisse der thermischen Auslegungsrechnungen für die Bohrlochlagerung von BSK 3	32
Tabelle 2-5:	Ergebnisse der thermischen Auslegungsrechnungen für die Bohrlochlagerung von HAW-Kokillen	33
Tabelle 2-6:	Gebindeanzahlen und Abstände	34
Tabelle 3-1:	Mittlere radiale Signaleindringtiefe für sedimentäre Ablagerungen nach [NLfB 1986a] und [Fricke & Schön 1999].	63
Tabelle 4-1:	Spezifischen Angaben für den Ausbau für die kurzlebigen Einlagerungsstrecken	136
Tabelle 4-2:	Spezifischen Angaben für den Ausbau für die langlebigen Infrastrukturstrecken	137
Tabelle 4-3:	Vortriebsgeschwindigkeiten für die Einlagerungs- und Infrastrukturstrecken bei Streckenlagerung	144
Tabelle 4-4:	Vortriebsgeschwindigkeiten für die Einlagerungs- und Infrastrukturstrecken bei Bohrlochlagerung	144
Tabelle 4-5:	Zusammenstellung Auffahrlängen und Ausbruchvolumina für die Streckenlagerung von POLLUX-3BE	164
Tabelle 4-6:	Zusammenstellung Auffahrlängen und Ausbruchvolumina für die Bohrlochlagerung von BSK 3	164
Tabelle 4-7:	Anzahl der erforderlichen Einlagerungsstrecken, Betriebspunkte und Streckenvortriebe in Abhängigkeit von vorgegebenen Einlagerungsfortschritten	169
Tabelle 4-8:	Gegenüberstellung der Antriebskomponenten und Funktionen für das Hubportal und die Einlagerungsvorrichtung	175
Tabelle 4-9:	Gegenüberstellung der Kosten für die Strecken- und Bohrlochlagerung	177
Tabelle 4-10:	Bewertung der Vorzugsvarianten	179
Tabelle 4-11:	Schachttransport sowie Transporte in Richtstrecken, Querschlägen und Einlagerungsstrecken	191
Tabelle 4-12:	Umsetzen Einlagerungsvorrichtungen (Transporte in Richtstrecken, Querschlägen und Einlagerungsstrecken)	191

Tabelle 4-13:	Bewertung der Varianten	195
Tabelle 4-14:	Zusammenstellung Auffahrlängen und Ausbruchvolumina für die Bohrlochlagerung von HAW-Kokillen	200
Tabelle 4-15:	Zusammenstellung Auffahrlängen und Ausbruchvolumina für die Bohrlochlagerung von CSD-B und CSD-C	201
Tabelle 5-1:	Mechanische Parameter für das Wirtsgestein Nord 1 [Jobmann et al. 2007]	208
Tabelle 5-2:	Thermische Parameter für das Wirtsgestein Nord 1 [Jobmann et al. 2007]	208
Tabelle 5-3:	Ausbaumaterialien	217
Tabelle 5-4:	Grubennebenräume im Mittelfeld des HAW-Endlagers	222
Tabelle 5-5:	Anzahl der Betriebspunkte in Abhängigkeit vom Einlagerungsfortschritt für BSK 3	229
Tabelle 5-6:	Anzahl der Betriebspunkte in Abhängigkeit vom Einlagerungsfortschritt für HAW-Kokillen sowie CSD-B und CSD-C	230
Tabelle 5-7:	Bedarf an Einrichtungen für die Sonderbewetterung und Entstaubung für die Einlagerung von BSK 3	239
Tabelle 5-8:	Bedarf an Einrichtungen für die Sonderbewetterung und Entstaubung für die Einlagerung von HAW- Kokillen sowie CSD-B und CSD-C	242
Tabelle 9-1:	Zeitaufwände für die Erschließung	267
Tabelle 9-2:	Zeitaufwände für die Herstellung der restlichen Infrastrukturstrecken	269
Tabelle 9-3:	Hohlraumvolumina	271
Tabelle 9-4:	Kosten für Herstellung der Infrastrukturgrubenbaue	278
Tabelle 9-5:	Kosten für Umzug der Vortriebseinrichtungen	278
Tabelle 9-6:	Kosten für Streckenvorbohrungen	279
Tabelle 9-7:	Kosten für Haufwerkstransport und Stillstandszeiten	279
Tabelle 9-8:	Kosten für Fahrbahnbau	280
Tabelle 9-9:	Kosten für Herstellung der restlichen Infrastrukturgrubenbaue	282
Tabelle 9-10:	Kosten für Umzug der Vortriebseinrichtungen	282
Tabelle 9-11:	Kosten für Streckenvorbohrungen	282
Tabelle 9-12:	Kosten für Haufwerkstransport und Stillstandszeiten	283
Tabelle 9-13:	Kosten für Fahrbahn- und Gleisbau	284
Tabelle 9-14:	Kosten für Herstellung der Einlagerungsstrecken	285
Tabelle 9-15:	Kosten für Umzug der Vortriebseinrichtungen	285
Tabelle 9-16:	Kosten für Streckenvorbohrungen	286

Tabelle 9-17:	Kosten für Haufwerkstransport und Stillstandszeiten	286
Tabelle 9-18:	Kosten für Gleisbau in den Einlagerungsstrecken	287
Tabelle 9-19:	Kosten für die Herstellung der Einlagerungsbohrlöcher	287
Tabelle 9-20:	Personalkosten für Einlagerung und Versetzen der Gebinde	288
Tabelle 9-21:	Kosten für Umsetzen und Verschließen	289
Tabelle 9-22:	Streckenlängen und Hohlraumvolumina für die Einlagerungsfelder	290
Tabelle 9-23:	Streckenlängen und Hohlraumvolumina für die Anbindung der Einlagerungsfelder an die Schächte sowie für die Gruben Nebenräume	291
Tabelle 9-24:	Kosten für das HAW-Endlager (netto)	294

Literaturverzeichnis

- [ABAO 1983] Arbeitsschutz- und Brandschutzanordnung 120/2 „Bergbausicherheit im Bergbau unter Tage“ (ABAO) vom 05.10.1973 mit Änderungsanordnung vom 01.07.1983
- [ABVO 1996] Allgemeine Bergverordnung über Untertagebetriebe, Tagebaue und Salinen im Oberbergamtsbezirk Clausthal-Zellerfeld (ABVO), 1996
- [AkEnd 2002] Auswahlverfahren für Endlagerstandorte, Empfehlungen des AkEnd – Arbeitskreis Auswahlverfahren Endlagerstandorte, W&S Druck, Köln.
- [Alheid et al. 2002] Alheid, H.-J., Kruschwitz, S., Schuster, K., Yaramanci, U.: Charakterisierung der Auflockerungszone um Strecken im Opalinuston mit seismischen und geoelektrischen Verfahren; Z. Angewandte Geologie (2/2002), 48-55
- [Altmaier et al. 2004] Altmaier, M., Brendler, V., Bosbach, D., Kienzler, B., Marquardt, Chr., Neck, V., Richter, A.: Sichtung, Zusammenstellung und Bewertung von Daten zur geochemischen Modellierung, Abschlussbericht, Institut für Nukleare Entsorgung (INE), Forschungszentrum Karlsruhe, 2004
- [Andersson et al. 2005] Andersson, C., Barcena, I., Bono, N., Boergesson, L., Cleall, P., Forsmark, T., Gunnarsson, D., Johannesson, L.-E., Ledesma, A., Liedtke, L., Luukkonen, A., Pedersen, K., Puigdomenech, I., Pusch, R., Rhen, I., Rothfuchs, T., Sanden, T., Sineriz, J.-L., Sugita, Y., Svemar, C., Thomas, H.: Full-Scale Testing of the KBS-3V Concept for the Geological Disposal of High-Level Radioactive Waste – Prototype Repository, Final report, European Commission, Nuclear science and technology, EUR 21924, 2005
- [ANDRA 2005a] ANDRA: Dossier 2005 Argile, Tome: Architecture and management of a geological repository; ANDRA, December 2005
- [ANDRA 2005b] ANDRA: Dossier 2005 Argile - Synthesis - Evaluation of the feasibility of a geological repository in an argillaceous formation, Meuse/Haute Marne site, Chatenay-Malbry Cedex, (Blatt 12), 2005
- [Atterberg 1911] Atterberg, A.: Die Plastizität der Tone. – Int. Mitt. Bodenkd., 1: 10 – 43, 4 Fig.; Berlin, 1911
- [Aust et al. 1997] Aust, H.; Bauriegel, A.; Dahms, E.; Dörhöfer, G.; Finger, P.; Hädrich, A.; Höringkle, P.; Huch, K.M.; Jäger, B.; Kaschanian, B.; Kopp, J.; Maierharth, U.; Oetzschner, H.; Weckeck, H. & Westrup, J.: Geowissenschaftliche Rahmenkriterien zur Standorterkundung für Deponien. Geol. Jb., G4: 98 S., 1997

- [Baeyens & Bradbury 1991] Baeyens, B.; Bradbury, M.H.: A physico-chemical characterisation technique for de-termining the porewater chemistry in argillaceous rocks. NAGRA tecgnical report NTB 90-40, 61p., Nagra, Wettingen, 1991
- [Barczewski 1997] Barczewski, B.: Tiefenorientierte Grundwasserprobennahme bei der Altlastenerkundung, Versuchseinrichtung zur Grundwasser- und Altlastensanierung VEGAS, Institut für Wasserbau, Universität Stuttgart, S. 1-7, 1997
- [Bender 1985] Bender, F.: Angewandte Geowissenschaften, Band 2 – Methoden der angewandten Geophysik und mathematische Verfahren in den Geowissenschaften – Stuttgart: Enke-Verlag, 1985.
- [Beyer 1964] Beyer, W.: zur Bestimmung der Wasserdurchlässigkeit von Kiesen und Sanden aus der Kornverteilung. – Wasserwirtschaft – Wassertechnik (WWT): 165-169; Berlin-Ost, 1964
- [BfS 1991a] Hänsel, W. und Preuss, J.C., Geotechnische Untersuchungen bei der untertägigen Erkundung des Salzstockes Gorleben. – Fachtagung Nukleare Entsorgung und Transport – Interner Bericht ET-IB-39; Salzgitter. (Blatt 3)
- [BfS 1991b] Hund, W., Stier-Friedland, G., Greve, D.: Geowissenschaftliche Untersuchungen bei der Erkundung des Salzstockes Gorleben von unter Tage. - Fachtagung Nukleare Entsorgung und Transport - ET-IB-48, Salzgitter 1991
- [BfS 1997] Eilers, G., Preuss, J.: Geotechnische Untersuchungen bei der untertägigen Erkundung des Standortes Gorleben. - Fachtagung Nukleare Entsorgung und Transport - ET-IB-93, Salzgitter 1997
- [BGR 1990] Übertägige geowissenschaftliche Erkundung des Standortes Gorleben; Zusammenfassender Bericht Stand 01.01.1990, Archiv Nr. 108 880, Hannover, 1990
- [BGR 1994] Bräuer, V., Reh, M., Schulz, P., Schuster, P., Sprado, K.H.: Endlagerung stark wärmeentwickelnder radioaktiver Abfälle in tiefen geologischen Formationen Deutschlands – Untersuchung und Bewertung von Regionen in nicht salinaren Formationen, Hannover, 1994
- [BGR 1995] Kockel, F., Krull, P.: Endlagerung stark wärmeentwickelnder radioaktiver Abfälle in tiefen geologischen Formationen Deutschlands – Untersuchung und Bewertung Salzformationen, Hannover, 1995
- [BGR 2001] Koordinatoren Baldschuhn, R., Binot, F., Fleig, S., Kockel, F., Geotektonischer Atlas von Nordwest-Deutschland und dem deutschen Nordsee-Sektor - Strukturen, Strukturentwicklung, Paläogeographie, Geol. Jb, A 153, Hannover, 2001.

- [BGR 2007a] Hoth, P., Wirth, H., Reinhold, K., Bräuer, V., Krull, P., Feldrappe, H., Endlagerung radioaktiver Abfälle in tiefen geologischen Formationen Deutschlands – Untersuchung und Bewertung von Tongesteinsformationen, Berlin/Hannover, 2007. (Quelle für „GOLDER“)
- [BGR 2007b] Endlagerung radioaktiver Abfälle in Deutschland - Untersuchung und Bewertung von Regionen mit potenziell geeigneten Wirtsgesteinsformationen, Berlin/Hannover, 2007.
- [Bilfinger Berger 2008] Großbohrpfähle Herstellverfahren, Bilfinger Berger Spezialtiefbau, 2008
[http://www.spezialtiefbau.bilfingerberger.de/C1257130005050D5/vwContentByKey/W2762G94761MARSDE/\\$FILE/Grossbohrpfaehle_Herstellverfahren.pdf](http://www.spezialtiefbau.bilfingerberger.de/C1257130005050D5/vwContentByKey/W2762G94761MARSDE/$FILE/Grossbohrpfaehle_Herstellverfahren.pdf)
- [Binot et al. 1993] Binot, F., Gerling, P., Hiltmann, W., Kockel, F. und Wehner, H.: The Petroleum System in the Lower Saxony Basin. In: Spencer A.M. (Ed.), Generation, accumulation and production of Europe's hydrocarbons III. Spec. Publ. European Association of Petroleum Geoscientists No. 3. Springer-Verlag Berlin Heidelberg, 1993, pp. 121 – 139.
- [BlmSchV 2004] BlmSchV 2004: 28. Verordnung zur Durchführung des Bundes-Immissionsschutzgesetzes vom 20.04.2004
- [BMF 2008] Auszug aus dem Bundeshaushaltsplan 2008, BMF Abteilung II, Bundesamt für Strahlenschutz 1607, Titelgruppe 03 - Endlagerung radioaktiver Abfälle, Projekt Gorleben
- [Boigk 1981] Boigk, H.: Erdöl und Erdgas in der Bundesrepublik Deutschland – Erdölprovinzen, Felder, Förderung, Vorräte, Lagerstättentechnik. Enke, Stuttgart, 1981.
- [Bollingerfehr et al. 2008] Bollingerfehr, W., Filbert, W., Wehrmann, J.: New Transport and Emplacement Technologies for Vitrified Waste and Spent Fuel Canisters - EURADWASTE 2008, Luxemburg 2008
- [Bredehoeft & Papadopoulos 1980] Bredehoeft, J.D. & Papadopoulos, S.S.: A Method for Determining the Hydraulic Properties of Tight Formations., Water Resources Research Vol 16, No 1, p 233-238, February, 1980. 4 Fig, 2 Tab, 4 Ref.
- [CEC 1992] Endlagerung radioaktiver Abfälle: Empfohlene Kriterien für die Standortwahl eines Endlagers: Serie „Euradwaste“ Nr. 6: Ein Leitfaden für Kriterien zur Standortwahl, ausgearbeitet von einer Gruppe von Sachverständigen im Rahmen des „Aktionsplans der Gemeinschaft auf dem Gebiet der radioaktiven Abfallstoffe“; (Cadelli N.; Orlowski S.) EUR 15598 DE Kommission der Europäischen Gemeinschaft, Brüssel, 1992.

- [Cooper et al. 1967] Cooper, H. et al.: Response of a Finite-Diameter Well to an Instantaneous Charge of Water. – Water Resour. Research, Vol. 3, 1, 263-269, Washington D.C, 1967
- [DEAB 1994] Engelmann, H. J., Filbert, W., Direkte Endlagerung ausgedienter Brennelemente – Simulation des Schachttransportes (DEAB T41), Abschlussbericht 1994
- [De Bock 2006] De Bock, C.: The ONDRAF/NIRAS Waste Overpack and Supercontainer design (post-conditioning the Belgian HLW and SNF); Workshop and Technical Meeting on Design and Assessment of Packages for Radioactive Waste, Bergen (NL), November 21st 2006
- [De Bock et al. 2009] De Bock, C., Bosgiraud, J.-M., Breen, B., Johnson, M., Rothfuchs, T., Weber, H., Van Marcke, P.: ESDRED, Module 1 Final Report, 30 January 2009
- [Deilmann-Haniel 2007a] Deilmann-Haniel Mining Systems GmbH, Schachtbohrgeräte, www.dh-ms.com/de/produkte/bohrgeraete/AVS0808B.pdf
- [Deilmann-Haniel 2007b] Deilmann-Haniel Shaft Sinking GmbH <http://www.dh-shaftsinking.com/de/leistungen/raisebohren/index.php>
- [DeuBU 2006] Deutscher Bundestag: Drucksache 16/1963 vom 26.06.2006: Antwort der Bundesregierung auf die Kleine Anfrage der Abgeordneten Hans-Josef Fell, Cornelia Behm, Winfried Hermann, weiterer Abgeordneter und der Fraktion BÜNDNIS 90/DIE GRÜNEN - Drucksache 16/1769
- [DIN 18121-1] DIN 18121-1: Untersuchung von Bodenproben – Wassergehalt – Teil 1: Bestimmung durch Ofentrocknung, Beuth Verlag GmbH, April 1998
- [DIN 18122-1] DIN 18122-1: Baugrund, Untersuchung von Bodenproben – Zustandsgrenzen (Konsistenzgrenzen) – Teil 1: Bestimmung der Fließ- und Ausrollgrenze, Juli 1997
- [DIN 18123] DIN 18123: Baugrund, Untersuchung von Bodenproben - Bestimmung der Korngrößenverteilung, November 1996
- [DIN 18129] DIN 18129: Baugrund, Versuche und Versuchsgeräte; Kalkgehaltsbestimmung, November 1990
- [DIN 18196] DIN 18196: Bodenklassifikation für bautechnische Zwecke, Juni 2006
- [DIN 4149] DIN 4149: Bauten in deutschen Erdbebengebieten - Lastannahmen, Bemessung und Ausführung üblicher Hochbauten, April 2005

- [DSIN 1991] DSIN (Hrsg.): Règle Fondamentale de Sûreté III.2.f, Définition des objectifs à retenir dans les phases d'études et de travaux pour le stockage définitif des déchets radioactifs en formation géologique profonde afin d'assurer la sûreté après la période d'exploitation du stockage. Paris, 1991 : DSIN (Direction de la Sûreté des Installations Nucléaires)
- [EWI 1995] EWI - Energiewirtschaftliches Institut (1995): Wirtschaftlichkeitsvergleich verschiedener Entsorgungspfade von Kernkraftwerken - Eine Kostensimulation alternativer Strategien aus deutscher Sicht.- Schriften des Energiewirtschaftlichen Instituts an der Universität Köln, Bd. 45, 150 S., Oldenbourg Verlag, München, 1995.
- [Filbert et al. 1998] Deutsche Gesellschaft zum Bau und Betrieb von Endlagern für Abfallstoffe mbH (DBE), Aktualisierung des Konzeptes „Endlager GORleben“, Abschlussbericht, 13.03.1998
- [Filbert et al. 2004a] Gegenüberstellung von Endlagerkonzepten im Tongestein und Salz, Vergleich der technischen Endlagerkonzepte im Wirtsgestein Tongestein und Salz - GEIST, Peine, 2004.
- [Filbert et al. 2004b] Gegenüberstellung von Endlagerkonzepten im Tongestein und Salz, Vergleich der technischen Endlagerkonzepte im Wirtsgestein Tongestein und Salz - GEIST, Anhang 3, Sicherheit in der Betriebsphase, Peine, 2004.
- [Filbert et al. 2004c] Gegenüberstellung von Endlagerkonzepten im Tongestein und Salz, Vergleich der technischen Endlagerkonzepte im Wirtsgestein Tongestein und Salz - GEIST, Anhang 4, Sicherheit in der Nachbetriebsphase, Peine, 2004.
- [Fricke & Schön 1999] Praktische Bohrlochgeophysik, Ferd. Enke Verlag Stuttgart, 1999
- [Geophysik Leipzig 1989] Geophysikalisches Kartenwerk von Ostdeutschland (Reflexionsseismik im Maßstab 1 : 500.000 bis 1 : 100.000. – In: Rheinhardt und Gruppe „Regionales Kartenwerk“, verschiedene interne Berichte zwischen 1980 – 1989, Leipzig.
- [Gillott 1987] Gillott, J. E.: Clay in engineering geology. - Elsevier Science Publishers B.V., Amsterdam/Oxford/New York/Tokyo, 1987, p. 468
- [GLA 1994] GLA: Ergiebigkeitsuntersuchungen in Festgesteinsaquiferen. Geologisches Jahrbuch Landesamt Baden-Württemberg. Information 6/94, 1994
- [Häfner et al. 1996] Häfner, F.; Kornjaew, A.; Pohl, A. und Voigt, H.-D: Permeabilitäts- und Porositätsmessungen an Gesteinsproben mit dem instationären Zweikammervorgang. Erdöl Erdgas Kohle, 112. Jg., Heft 10, 1996

- [Hänsel & Preuss 1991] Hänsel, W., Preuss, J.C.: Geotechnische Untersuchung bei der untertägigen Erkundung des Salzstockes Gorleben. - Fachbereich Nukleare Entsorgung und Transport - Interner Bericht ET-IB-39, Salzgitter, 1991
- [Hazen 1893] Hazen, A.: Physical properties of sands and gravels with reference to their use in filtration. Report Mass. State Board of Health, 1893
- [Heim 1990] Heim, D.: Tone und Tonminerale. Enke, Stuttgart, 1990
- [Heitfeld & Koppelberg 1981] Heitfeld, K.H., Koppelberg, W.: Durchlässigkeitsuntersuchungen mittels WD-Testen. Zbl. Geol. Paläont., Teil 1, Heft 5/6, Stuttgart, 1981
- [Hölting 1996] Hölting B.: Hydrogeologie: Einführung in die allgemeine und angewandte Hydrogeologie. Enke: Stuttgart, 1996
- [Horner 1951] Horner, D.R.: Pressure build-up in wells. – Proc. 3rd World Pet. Cong. The Hague, Sec. II, 503 – 523, 1951
- [Hoth et al 2002a] Hoth, P., Wirth, H., Schulz, P., Krull, P.: Tonformationen in Deutschland als mögliche Barriere- oder Wirtsgesteine für die Endlagerung radioaktiver Abfälle, BGR, Hannover, 2002.
- [Hoth et al. 2002 b] Hoth, P., Schulz, P., Fischer, M., Krull, P.: Geowissenschaftliche Mindestanforderungen im Auswahlverfahren für Endlagerstandorte - Überprüfung der Anwendbarkeit bei Tongesteinsvorkommen in Deutschland, BGR, Berlin, 2002.
- [Hoth et al. 2003] Hoth P., Krull, P., Wirth, H., Olea, R.: Screening Methodology for Site Selection of a Nuclear Waste Repository in Shale Formations in Germany. – In: OECD Nuclear Energy Agency: Stability and Buffering Capacity of the Geosphere for Longterm Isolation of Radioactive Waste: Application to Argillaceous Media, Abstract Volume, 63-67, 2003.
- [Hoth et al. 2005] Hoth, P., Wirth, H., Krull, P., Olea, R., Feldrappe, H., Reinhold, K.: Tonstein-Formationen – eine mögliche Alternative für die Endlagerung radioaktiver Abfälle in Deutschland? Z. geol. Wiss., Berlin 33 (2005) 4/5: 209 – 241, 23 Abb., 1 Tab.
- [IAEA 1994] IAEA: Siting of Geological Disposal Facilities – A Safety Guide, IAEA Safety Series No. 111-G-4.1, International Atomic Energy Agency, Vienna, 1994.
- [IAEA 1995] IAEA: The Principles of Radioactive Waste Management, IAEA Safety Series No. 111-F, International Atomic Energy Agency, Vienna, 1995.
- [IAEA 2001] IAEA: Monitoring of geological repositories for high-level radioactive waste. IAEA-TECDOC-1208. ISSN-1011-4289. IAEA, VIENNA, April 2001

- [IAEA 2002] IAEA: Safeguards Glossary 2001 Edition, International Nuclear Verification Series No.3, IAEA, Vienna, 2002
- [IAEA 2004] IAEA: Records for radioactive waste management up to repository closure: Managing the primary level information (PLI) set, IAEA-TECDOC-1398, ISSN 1011-4289, IAEA, VIENNA, July 2004
- [IfB 2007] Langefeld, O., Fuchs, C. und Spier, C: Geologisch-geotechnische Bewertung des Tonsteins und Herausarbeitung der gesteinspezifischen Parameter, Institut für Bergbau, TU Clausthal, 2007
- [IfB 2008a] Langefeld, O., Fuchs, C. und Spier, C: Streckenauffahrung im Tonstein, Institut für Bergbau, TU Clausthal, 2008.
- [IfB 2008b] Langefeld, O., Fuchs, C. und Spier, C: Bohrlochlagerung im Tonstein, Institut für Bergbau, TU Clausthal, 2008.
- [IfB 2008c] Langefeld, O., Fuchs, C. und Spier, C: Schachtabteufen im Tonstein, Institut für Bergbau, TU Clausthal, 2008.
- [IHK 2008] Verbraucherpreisindex, Industrie- und Handelskammer Nord Westfalen 2008
- [INFCIRC/540] IAEA: INFCIRC/540 (corrected), Model Protocol Additional to the Agreement(s) between State(s) and the International Atomic Energy Agency for the Application of Safeguards
- [Jaritz 1983] Jaritz, W: Das Konzept der Erkundung des Salzstockes Gorleben von übertage und die Festlegung von Schachtansatzpunkten, N. Jb. Geol. Paläont., S. 19 – 33, Stuttgart, 1983
- [Jasmund & Lagaly 1993] Jasmund, K., Lagaly, G.: Tonminerale und Tone: Struktur, Anwendungen und Einsatz in Industrie und Umwelt, 490 S., Steinkopff Verlag, Darmstadt, 1993
- [Jessberger 1995] Jessberger, H.L. (Hrsg.): Gefrierschächte Gorleben. - Beiträge zum Symposium Gefrierschächte Gorleben in Bochum 21-22 September 1994, A.A. Balkema, Rotterdam. (Blatt 5)
- [Jobmann & Amelung. 2004] Jobmann, M., Amelung, P. (2004): Untersuchungen zur Sicherheitstechnischen Auslegung eines generischen Endlagers im Tongestein - Genesis- Jahresbericht 2003.
- [Jobmann et al. 2007] Jobmann, M., Amelung, P., Billaux, D., Polster, M., Schmidt, H., Uhlig, L.: Untersuchungen zur sicherheitstechnischen Auslegung eines generischen Endlagers im Tonstein in Deutschland - GENESIS – Abschlussbericht, 2007.

- [Jobmann et al. 2008] Jobmann, M., Brewitz, W., Fahrenholz, Ch., Fein, E., Hammer, J., Keesmann, S., Krone, J., Mrugalla, S., Wolf, J., Ziegenhagen, J.: Untersuchungen zur Wirksamkeit des geologischen und geotechnischen Barrierensystems im Hinblick auf die Standortauswahl in magmatischen Gesteinen - WIBASTA - Abschlussbericht, 2008
- [Kemper 1995] Kemper, E.: Sedimente, Fazies und Schichtenfolge des Barrême und Apt in NW-Deutschland; Geol. Jb., A 141, S. 9 – 45, 13 Abb., 4. Taf., Hannover, 1995.
- [Kim et al. 2001] Kim, J., Gompfer, K., Geckeis, H.: Forschung zur Langzeitsicherheit der Endlagerung hochaktiver Abfälle. In Radioaktivität und Kernenergie, pp. 118-129, Forschungszentrum Karlsruhe, 2001
- [Kolditz 1988] Kolditz, H.: Erste Erfahrungen beim Einsatz des Schleusenbohrkopfes SBK 600 mit einer neuen Steuervorrichtung für Bohrlochlängen bis 600 m; Erzmetall Nr.41, Heft 12 Seite 644 ff.; Weinheim 1988
- [Kolditz 1993] Kolditz, H.: Herstellung tiefer Großbohrlöcher zur Endlagerung umweltgefährdender Abfallstoffe im Salz; Glückauf Nr. 129, Heft 2 Seite 98 ff.; Essen 1993
- [Krone et al. 2008] Überprüfung und Bewertung des Instrumentariums für eine sicherheitliche Bewertung von Endlagern für HAW – ISIBEL. Gemeinsamer Bericht von DBE TECHNOLOGY GmbH, BGR und GRS. DBE TECHNOLOGY GmbH Peine, April 2008
- [Langer & Venzlaff 1988] Langer, M., Venzlaff, H.: Die geowissenschaftliche Zielsetzung der untertägigen Erkundung des Salzstockes Gorleben. - PTB informiert, 1/88: 3-13, 11 Abb., Braunschweig 1988
- [Langguth & Voigt 2004] Langguth, H.-R.; Voigt, R.: Hydrogeologische Methoden. - 2., überarb. u. erw. Aufl. 1005 S., Springer-Verlag, Berlin, Heidelberg, New York, 2004
- [Liedtke et al. 1994] Liedtke, L., Götschenberg, G., Jobmann, M., Siemering, W.: Bohrlochkranzversuch - Experimentelle und numerische Untersuchungen zum Stofftransport im geklüfteten Fels. Nagra Technischer Bericht 94-02, 169S., 1994
- [Lux 1984] Lux, K.-H.: Gebirgsmechanischer Entwurf und Felderfahrungen im Salzkavernenbau : e. Beitr. Zur Entwicklung von Prognosemodellen für d. Hohlraumbau im duktilen Salzgebirge – Enke-Verlag, Stuttgart, 1984
- [Meyco 2007] Meyco 2007:
http://www.meyco.basf.com/SiteCollectionDocuments/Brochures/MEYCO_Oruga_d_2007.pdf

- [NAGRA 2002a] NAGRA: Projekt Opalinuston, Konzept für die Anlage und den Betrieb eines geologischen Tiefenlagers. Nagra Technischer Bericht NTB 02-02, Nagra, Wettingen, 2002
- [NAGRA 2002b] NAGRA: Projekt Opalinuston, Synthese der geowissenschaftlichen Untersuchungsergebnisse, Nagra Technischer Bericht NTB 02-03, Wettingen/Schweiz, 2002
- [NLfB 1986a] NLfB: Tätigkeitsbericht der Arbeitsgemeinschaft Bohrlochmessungen (Bericht 4, Endbericht) – Konzept eines Mess- und Untersuchungsprogramms für die Vor- und Hauptbohrung des Kontinentalen Tiefbohrprogramms, Archiv Nr. 99 550, Hannover, 1986
- [NLfB 1986b] NLfB: Geowissenschaftliche Vorsorgeuntersuchungen zur Standortfindung für die Ablagerung von Sonderabfällen, Archiv Nr. 92117, Hannover, 1986.
- [Olea & Sampson 2002] Olea, R. A., Sampson, R. J.: CORRELATOR 5.2 – Computer program and users manual. In: Open-File Report 2002-51. Lawrence, Kansas: Kansas Geological Survey, Mathematical Geology Section, 2002
- [ONDRAF/NIRAS 2001] ONDRAF/NIRAS “SAFIR 2 Report”, NIROND 2001-06 E, December 2001
- [PNE 2003] Projektgruppe Nationaler Entsorgungsplan, RS III 2-13200/1, Arbeitsgrundlage Nationaler Entsorgungsplan für radioaktive Reststoffe, November 2003
- [RAG 2008a] RAG Aktiengesellschaft, 2008
<http://www.rag-deutsche-steinkohle.de/bildarchiv.php?bildarchivkategorie=5>
- [RAG 2008b] RAG Aktiengesellschaft, 2008
<http://www.steinkohle-portal.de/content.php?id=164>
- [Raithel et al. 2006] Raithel, M.; Kirchner, A.; Kneißl, A.; Bögl, M: Gründung der Hochgeschwindigkeits-Teststrecke Beijing-Tianjin auf Grundlage von vergleichenden Probelastungen an Großbohrpfählen, Rammpfählen und SOB-Pfählen
www.kupgeotechnik.de/kup/Veroeffentlichungen/2006/2006_Raithel_BGT06_TeststreckeBeijingTianjing.pdf, 2006
- [Reuther 1989] Reuther, E.-U.: Lehrbuch der Bergbaukunde, Verlag Glückauf GmbH, 11. Auflage, Essen 1989
- [Richter 1998] Richter, B: International Nuclear Material Safeguards for the Direct Disposal of Spent Fuel Assemblies, Nuclear Technology, Vol 121, 1998

- [Schneider 1987] Schneider, H.-J.: Durchlässigkeit von geklüftetem Fels – eine experimentelle Studie unter Berücksichtigung des Wasserabpressversuches, RWTH Aachen, 1987
- [Schreiner & Kreysing 1998] Schreiner, M. und Kreysing, K: Geotechnik Hydrogeologie.- Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe: Handbuch zur Erkundung des Untergrundes von Deponien und Altlasten, Band 4, 577 S., Springer-Verlag, Berlin, Heidelberg, New York, 1998
- [SKB 2002] Andersson, C. et al.: Boring of full scale deposition holes at the Äspö Hard Rock Laboratory; SKB TR-02-26, 2002
- [SKB 2004] Bäckblom, G., Christiansson, R.; Lagerstedt, L.: Choice of rock excavation methods for the Swedish deep repository for spent nuclear fuel; SKB R-04-62, 2004
- [SKB 2007] RD&D Programme 2007, SKB Technical Report TR-07-12, 2007
- [Smoltczyk 2001] Smoltczyk, U.; Grundbau-Taschenbuch; Teil 2: Geotechnische Verfahren; Ernst&Sohn; ISBN 3433014469; 2001
- [Theis 1935] Theis, C.V.: Relation between the lowering of the piezometric surface and the rate and duration of discharge of a well using groundwater storage. – Trans. Amer. Geophys. Union 2, 519 – 524, 1935
- [Thyssen Schachtbau 2002a] Thyssen Schachtbau GmbH Bereich TS Bergbau, Sonderdruck aus dem Thyssen Schachtbau Report 2002, www.ts-bergbau.de/pdf/AV8_bergbau.pdf
- [Thyssen Schachtbau 2002b] Thyssen Schachtbau GmbH Bereich TS Bergbau, Sonderdruck aus dem Thyssen Schachtbau Report 2002, www.ts-bergbau.de/pdf/prosper_h_bergbau.pdf
- [TRGS 2001] TRGS554, Technische Regeln für Gefahrstoffe, Dieselmotoremissionen (DME), 2001
- [v. d. Bruck et al. 1998] v. d. Bruck, J.; Häfner, F. und Kornjajev, A.: Die instationäre Bestimmung der Permeabilität und Porosität von geringstdurchlässigen Gesteinen mit Hilfe des Zweikammervorgangs, Poster, Tagung Ground water quality, Tübingen, 1998
- [Wirth 2004] Wirth: Bohrtechnisches Handbuch WIRTH Maschinen- und Bohrgeräte-Fabrik GmbH, 2004