Gesellschaft für
Strahlen- und Umweltforschung mbH
München

Abschlussbericht

Eignungsprüfung der Schachtanlage Konrad für die Endlagerung radioaktiver Abfälle

Band II

(Ausgeführt im Auftrag des
Bundesministers für Forschung und Technologie
Förderungskennzeichen KWA 1324 6)

gsf

Als Manuskript vervielfältigt

Für diesen Bericht behalten wir uns alle Rechte vor.

Gesellschaft für Strahlen- und Umweltforschung mbH, München
8042 Neuherberg, Post Oberschleisheim, Ingolstädter Landstraße 1

Tel.: 0 89/3 87 40 - Telex: 0 523 125 stral d

		Seite
1.	MERKMALE FÜR PLANUNG, ERRICHTUNG UND BETRIEB DES EISENERZBERGWERKS	C 1- 1
	Literatur	C 1- 6
2.	BESCHREIBUNG DER BERGWERKSANLAGE	C 2- 1
2.1	Tagesanlagen am Schacht Konrad 1	C 2- 1
2.1.1	Gebäude	C 2- 4
2.1.1.1	Schachthalle (Baujahr 1960)	C 2- 4
2.1.1.2	Nördliches Fördermaschinengebäude (Baujahr 1959/60)	C 2- 4
2.1.1.3	Umformergebäude (Baujahr 1959/60)	C 2- 5
2.1.1.4	Südliches Fördermaschinengebäude (Baujahr 1968)	C 2- 5
2.1.1.5	Sieb- und Brechanlage	C 2- 5
2.1.1.6	Erzverladung (umgesetzt 1966)	C 2- 5
2.1.1.7	Werkstatthalle (umgesetzt 1965)	C 2- 6
2.1.1.8	Schalthaus (aufgestellt 1965)	C 2- 6
2.1.1.9	Kompressorengebäude (aufgestellt 1965)	C 2- 7
2.1.1.10	Schachthallenanbau (umgesetzt 1969)	C 2- 7
2.1.1.11	Steigerkaue (Baujahr 1970, umgebaut 1979)	C 2- 7
2.1.1.12	Kauengebäude (Baujahr 1957/58)	C 2- 8
2.1.1.13	Verwaltungsgebäude (Baujahr 1957/58)	C 2- 8
2.1.1.14	Lagergebäude (Baujahr 1958)	C 2- 8
2.1.1.15	Lagerschuppen (Baujahr 1957, umgesetzt 1969)	C 2- 9
2.1.1.16	Lagerschuppen (Baujahr 1962, umgesetzt 1969)	C 2- 9
2.1.1.17	Windenschuppen (Baujahr ca. 1965)	C 2- 9
2.1.1.18	Tanklager für leichtes Heizöl (Baujahr 1969)	C 2- 9
2.1.1.19	Tanklager für Dieselkraftstoff (Baujahr 1979)	C 2-11
2.1.2	Fördereinrichtungen am Schacht 1	C 2-11
2.1.2.1	Fördergerüst (Baujahr 1969)	C 2-11

		Seite
2.1.2.2	Gestellförderung im nördlichen Trumm	C 2-13
2.1.2.3	Fördermaschine im nördlichen Trumm	C 2-14
2.1.2.4	Gestellförderung im südlichen Trumm	C 2-17
2.1.2.5	Fördermaschine im südlichen Trumm	C 2-18
2.1.2.6	Einhängeeinrichtung für schwere Lasten	C 2-20
2.1.2.7	Beschickeinrichtungen	C 2-20
2.1.2.8	Krananlage in der Schachthalle	C 2-22
2.1.2.9	Friktionswinde zum Seilauflegen	C 2-23
2.1.2.10	Seilwickelhaspel	C 2-23
2.1.3	Technische Einrichtungen über Tage	C 2-24
2.1.3.1	Sieb- und Brechanlage	C 2-24
2.1.3.2	Erzverladeanlage	C 2-25
2.1.3.3	Bahngleisanschluß der Schachtanlage Konrad	C 2-25
2.1.3.4	Stromversorgungsanlagen der Schachtanlage Konrad 1	C 2-26
2.1.3.5	Druckluftanlage	C 2-28
2.1.3.6	Fernsprechanlage	C 2-29
2.1.3.7	Heizungsanlage	C 2-30
2.1.3.8	Frisch- und Abwasserversorgung	C 2-30
2.1.3.9	Elektrisches Geleucht	C 2-31
2.1.3.10	Fahrzeuge	C 2-31
2.1.3.11	Technische Einrichtungen und Maschinen in den Werkstätten	C 2-31
2.2	Tagesanlagen am Schacht 2	C 2-33
2.2.1	Gebäude	C 2-33
2.2.1.1	Schachthalle mit Anbau (Baujahr 1963)	C 2-33
2.2.1.2	Fördermaschinengebäude (Baujahr 1963/64)	C 2-34
2.2.1.3	Verwaltungs- und Kauengebäude (Baujahr 1960)	C 2-34

		Seite
2.2.2	Fördereinrichtungen am Schacht 2	C 2-36
2.2.2.1	Fördergerüst (Baujahr 1963/64)	C 2-36
2.2.2.2	Schachtfördereinrichtung	C 2-36
2.2.2.3	Fördermaschine	C 2-38
2.2.2.4	Technische Einrichtungen in der Schachthalle	C 2-40
2.2.3	Technische Einrichtungen über Tage	C 2-41
2.2.3.1	Bahngleisanschluß am Schacht	C 2-41
2.2.3.2	Stromversorgungsanlagen der Schachtanlage Konrad 2	C 2-41
2.2.3.3	Fernsprechanlage	C 2-42
2.2.3.4	Heizungsanlage	C 2-42
2.2.3.5	Frisch- und Abwasserversorgungsanlage	C 2-43
2.2.3.6	Spülversatzanlage	C 2-43
2.3	Schächte und Aufschlußbohrungen	C 2-43
2.3.1	Schacht Konrad 1	C 2-44
2.3.1.1	Technische Einrichtungen im Schacht 1	C 2-46
2.3.1.2	Sohlen und Örter am Schacht Konrad 1	C 2-47
2.3.2	Schacht Konrad 2	C 2-49
2.3.2.1	Sohlen und Örter am Schacht	C 2-54
2.3.2.2	Technische Einrichtungen im Schacht 2	C 2-55
2.3.3	Aufschlußbohrungen	C 2-57
2.4	Grubengebäude	C 2-60
2.4.1	Grubenstockwerke und Feldesteilung	C 2-60
2.4.2	Untertägige Sonderbauwerke	C 2-63
2.4.3	Wasserhaltung mit Pumpenkammern und Pumpensümpfen	C 2-65
2.4.4	Untertägige Betriebs- und Lagerräume	C 2-66
2.5	Technische Anlagen unter Tage	C 2-67
2.5.1	Stromversorgungsanlagen	C 2-67

		Seite
2.5.2	Grubenbahnanlagen	C 2-68
2.5.3	Wasserpumpen und Rohrleitungen	C 2-69
2.5.4	Druckluftverdichter und Druckluftleitungen	C 2-71
2.5.5	Grubenlüfter	C 2-72
2.5.6	Fernsprechnetz	C 2-74
2.6	Maschinelle Ausrüstung unter Tage	C 2-74
2.6.1	Abbau- und Gewinnungsmaschinen	C 2-74
2.6.2	Staubfilteranlagen	C 2-76
2.6.3	Erzbrecher und Erzförderer	C 2-76
2.6.4	Bohrmaschinen	C 2-77
2.6.5	Fahrzeuge im gleislosen Betrieb	C 2-78

1. Merkmale für Planung, Errichtung und Betrieb des Eisenerzbergwerks

Die Ansatzpunkte der Schächte Konrad 1 und 2 wurden so gewählt, daß zunächst das Eisenerzlager im südlichen Bereich des Gifhorner Troges erschlossen und mit der Erzförderung begonnen werden konnte. Im Hinblick auf die weitere Erschließung des Erzlagers nach Norden hin und die Erzförderung aus dem südlichen Lagerbereich wurde der Schacht Konrad 1 zum zentralen Schacht bestimmt, während der Schacht Konrad 2 am Südrand der Erzlagerstätte abgeteuft wurde. Weitere Schächte waren nach Norden hin vorgesehen.

Als zentrale Schachtanlage mußte Konrad 1 folgende Aufgaben erfüllen:

- Hauptseilfahrt (Personenförderung)
- Erz- und Bergeförderung
- Materialförderung

Dementsprechend war der Ausbau der Schachtanlage Konrad 1 geplant mit:

- Betriebsführungs- und Verwaltungsgebäude, Waschkauengebäude
- Magazin, Lagerhallen und Lagerplatz
- mechanischer und elektrischer Werkstatt
- Hauptstrom- und Druckluftversorgungsanlage

Der Schacht Konrad 2 war vornehmlich als Hilfs- und Wetterschacht geplant. In der Zeit des schwebenden Kammerbaus wurde er zum Einbringen des Spülversatzes genutzt.

Die Anlage war für eine Förderleistung von 5000 t Erz pro Tag unter Einsatz einer ca. 500 Mann starken Gesamtbelegschaft geplant. Diese Menge sollte im Schacht Konrad 1 mit einer Gefäßfördereinrichtung mit 18 t Nutzlast und einer Gestellfördereinrichtung mit 15 t Nutzlast zu Tage gefördert werden.

Die für den Erzabbau erforderliche Auffahrung von Förder- und Wetterstrecke sowie die Vorrichtung von Abbaufeldern orientierte sich nicht nur an den spezifischen Gegebenheiten der Lagerstätte sondern auch an der Weiterentwicklung der Bergtechnik. Diese Technik umfaßt in erster Linie Gewinnungsmaschinen, Abfördereinrichtungen, Bewetterungssysteme und die übertägigen technischen Einrichtungen zur Zerkleinerung des Erzes. Aus Gründen der Leistungssteigerung und Verbesserung der bergmännischen Sicherheit wurde auch das anfangs angewendete Abbauverfahren umgestellt.

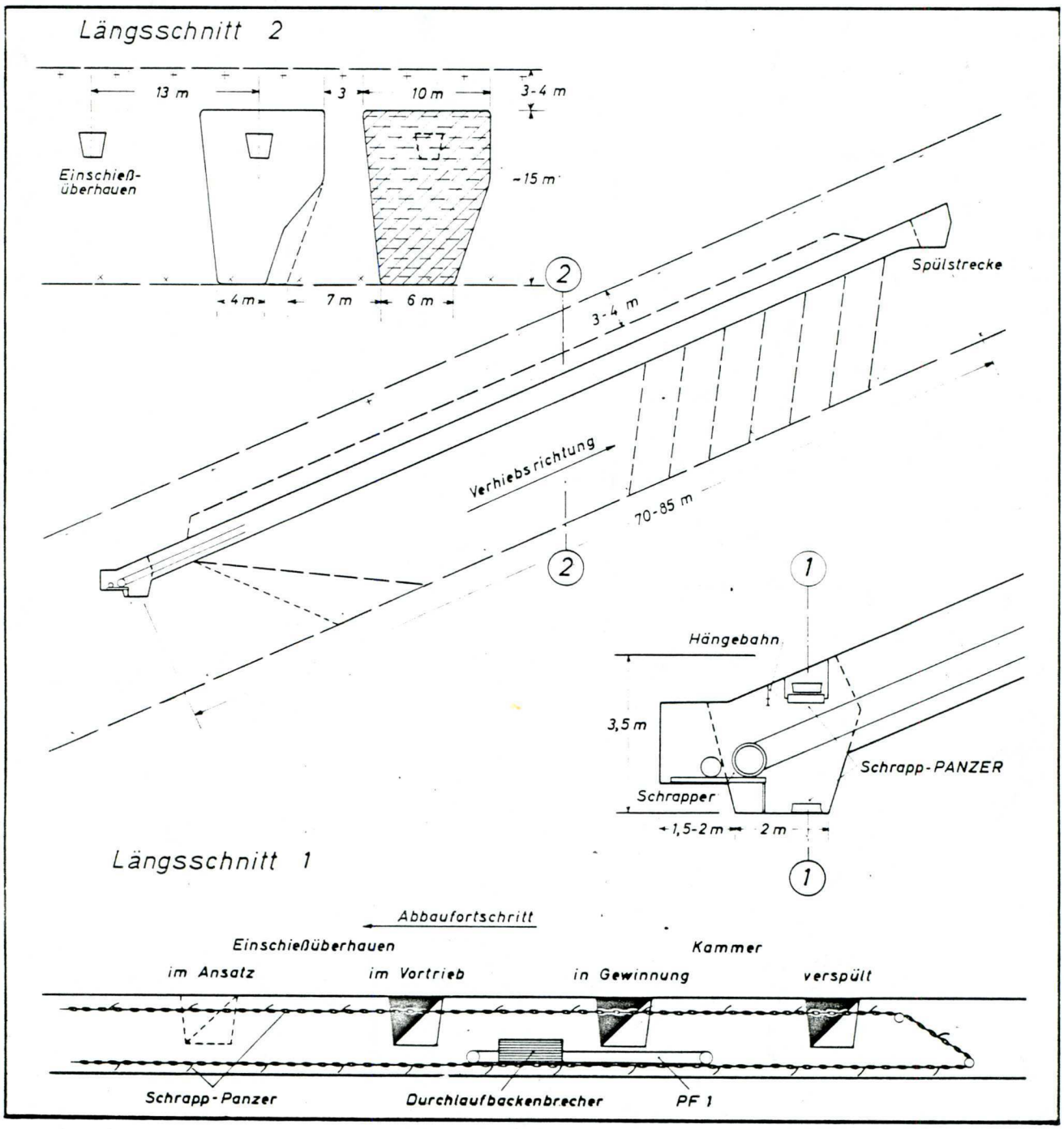


Fig. 1.1: Abbauzuschnitt des schwebenden Kammerbaus (n. G. Glienke 1974).

Von 1956 (Abbaubeginn) bis 1971 kam das Abbauverfahren "Schwebender Kammerbau mit Spülversatz" zur Anwendung. Hierzu wurde die durch zwei Hauptsohlen gebildete flache Bauhöhe von 300 - 330 m Länge durch das Auffahren von Zwischensohlen (Teilsohlen oder Abbaustrecken genannt) in drei Teilbauhöhen von 75 - 80 m flacher Länge unterteilt. Gegen die obere und untere Hauptsohle blieb jeweils eine Sicherheitsfeste von 20 - 30 m flacher Höhe stehen. Die einzelnen Teilbauhöhen waren über einen zentral gelegenen Förderberg bzw. über separate Material- und Transportberge mit der Hauptfördersohle verbunden (vgl. Fig. B 5.1-2).

Die Erzgewinnung in den Kammern erfolgte "schwebend" durch Bohr- und Sprengarbeit von einem vorher schwebend aufgefahrenen Einschießüberhauen aus. Bei einem Kammerquerschnitt von 75 - 90 m² und einer Kammerlänge von 60 - 70 m betrug der Erzinhalt einer jeden Kammer 12.000 bis 15.000 t. Das Sprengerz wurde mittels der in den Kammern verlegten Schrappern kontinuierlich abgefördert (Fig. 1.1). Nach Abzug aus der Kammer wurde das Schrappererz gebrochen, es gelangte dann über die Fördermittel der Abbaustrecke und des Förderberges (Schrappanzer) zur Ladestelle und in die Förderwagen der Hauptsohle (G. Glienke 1974).

Wenn eine Kammer ausgeerzt war, wurde sie, bevor in einer Nachbarkammer mit der Erzgewinnung begonnen werden konnte, mit Spülversatz verfüllt. Dieser bestand aus einem Sand-Kies-Gemisch, das vom Schacht 2 aus und mit Wasser im Verhältnis 1:1 vermischt über ein Rohrleitungssystem der jeweils ausgeerzten Kammern zugeführt wurde. Das Wasser wurde am unteren Kammerhals, der vorher durch einen Damm verschlossen worden war, aufgefangen, in eine Sumpfstrecke geleitet und nach Klärung dem Spülversatzverfahren im Kreislauf wieder zugeführt (Fig. 1.2). In der Zeit von 1965 bis 1971 wurden insgesamt rund 1 Mio m³ Sand-Kies-Gemisch eingebracht (vgl, Tab. B 5.2-1).

Mit diesem Abbauverfahren wurde eine Erzausbringung von ca. 50 % erreicht.

Im Jahre 1971 wurde das oben beschriebene Abbauverfahren aufgegeben und stattdessen ein "Kammerpfeilerbau" mit streichenden Kammern eingerichtet. Das neue Verfahren war nur mit der gleichzeitigen Einführung einer besonderen Gewinnungstechnik, der sogenannten LHD-Technik (Loading-Hauling-Dumping) möglich. Die im gleislosen Betrieb eingesetzten Dieselgroßmaschinen sind gummibereift und können Arbeitsschritte bei der Erzgewinnung wie Laden, Transport und Abkippen sehr

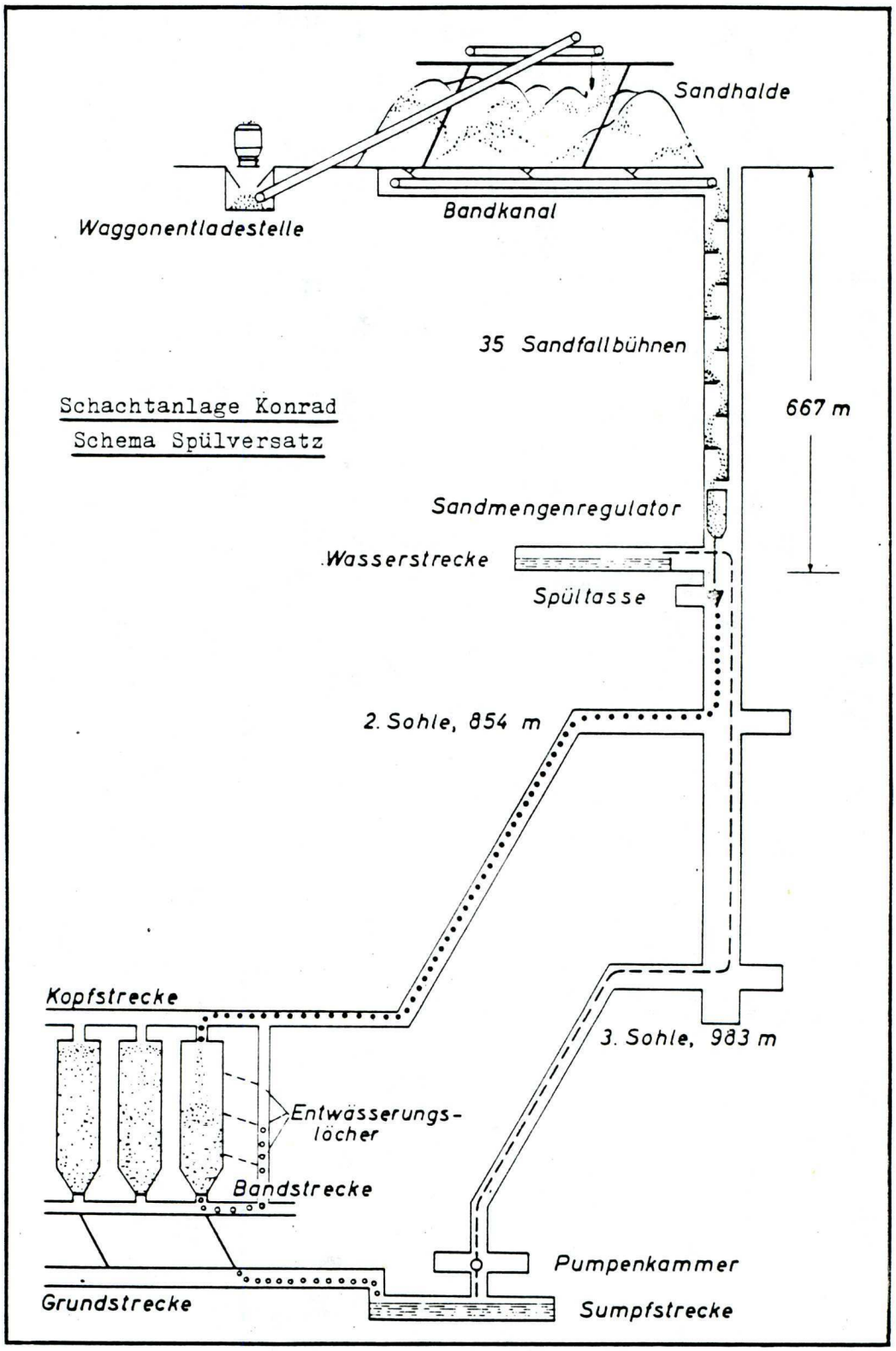


Fig. 1.2: Schemabild des ehemaligen Spülversatzbetriebes. Nach Umbau (nicht dargestellt) war die Pumpenkammer über den sogenannten Rohrberg, der bei -729 m unter NN im Schacht 2 angesetzt ist, direkt mit der Wasserstrecke verbunden.

flexibel bewältigen. Für den Einsatz dieser Fahrzeuge mußte das Abbaufeld mit seinen Förderstrecken so umgerüstet werden, daß die Strecken von diesen Fahrzeugen befahren und die in verschiedenen Niveaus angelegten Gewinnungsbetriebspunkte von diesen erreicht werden konnten. Vorhandene Strecken wurden entsprechend erweitert und mit Fahrbahnen versehen. Außerdem wurde durch Neuanlage von Rampen und Wendeln mit max. 15 % Steigung erreicht, daß alle Abbaubetriebspunkte von den Hauptstrecken aus mit diesen Maschinen angefahren werden konnten.

Bei der Erstellung der Gewinnungskammern wurde das Erz mittels Sprengarbeit gewonnen, das dann, mit Frontschaufelladern vor Ort aufgenommen, zum zentral gelegenen Förderberg transportiert, abgekippt und von dort zur Fördersohle geschrappt wurde. Mit verschiedenen Hilfsfahrzeugen und Geräten wurden die übrigen zum Gewinnungsverfahren gehörenden Arbeiten verrichtet, wie "Abbohren der Ortsbrust", "Besetzen der Schußlöcher", "Stoß sichern", "Ausbau einbringen", "Personen- und Materialtransport" etc.. Für ein "Fahrzeug-Team" standen mehrere Gewinnungsbetriebspunkte gleichzeitig zur Verfügung, um damit einen rationellen, rollierenden Einsatz der einzelnen Maschinen sicherzustellen. Bezogen auf einen Gewinnungsbetriebspunkt waren für die Auffahrung von 4 m Kammerlänge, bei 6 m Kammerbreite und 5 m Kammerhöhe, acht hintereinandergeschaltete Maschineneinsätze mit insgesamt 16 Betriebsstunden erforderlich, wobei ca. 300 t Erz anfielen.

Die Gewinnungsstrecken wurden jeweils ca. 80 m meist söhlig zu Felde gefahren und danach im Rückbauverfahren abgeworfen. Zwischen ihnen blieben starke Gebirgspfeiler zur Beherrschung des Gebirgsdrucks stehen, weshalb das Ausbringen der Anstehenden Erzmenge bei diesem Verfahren unter 20 % lag (vgl. Kap. B 5).

Mit der Einführung des LHD-Systems ergab sich im Laufe der Zeit die Notwendigkeit, möglichst das gesamte vorhandene Streckennetz auch außerhalb des eigentlichen Abbaureviers zum Befahren mit gummibereiften Fahrzeugen der verschiedensten Art einzurichten und den Grubenbahnbetrieb nur noch auf die Abfördersohle (z. Z. 5. Sohle) zum Schacht hin zu begrenzen. Dies bedeutete das Durchbauen und Herrichten der Strecken mit einem für die Fahrzeuge geeigneten Querschnitt (20 - 25 m²) und geeigneten Fahrbahnen einschließlich der dadurch notwendig gewordenen Sicherungsarbeiten an Firste und Streckenstößen.

Die Rampen, Wendeln und Teilstrecken zwischen der 3. und 5. Sohle einschließlich dem Unterwerksbau wurden entsprechend aufgefahren, die 4. Sohle durchgebaut und teilweise erweitert. Die 3. Sohle wurde in Richtung Schacht 2 zur Herrichtung einer Fahrbahn abgesenkt. Die 3. Sohle ist noch ca. 1 km weit von Schacht Konrad 1 aus mit einer Grubenbahn versehen und erst von da im Revier mit gleislosen Fahrzeugen befahrbar.

Zum Erstellen der Fahrbahn wurden nach Senkarbeiten mit Beraubewagen und Ladefahrzeugen zum Planieren und Anfeuchten der aufgetragenen Feinerzschicht Grader eingesetzt. Die so hergestellte Fahrbahn hat sich auch für das Befahren mit schweren gummibereiften Fahrzeugen und Kettenfahrzeugen sehr gut bewährt.

Der früher übliche Streckenausbau mit dreiteiligen Streckenbögen mit Verzug im Abstand von 1,1 m ist nur noch in wenigen Strecken im Nebengestein vorhanden. Strecken, Teilsohlen, Wendeln und Rampen werden durchwegs mit Ankerausbau versehen, meistens unter Verwendung von 1,8 m langen Spreizhülsenankern (vgl. Teil B, Kap. 5). Hinzu kommt das Anbringen von Maschendraht in der Firste und an den oberen Bereichen der Stöße. Mit diesem System ist man in der Lage, sich jedem Streckenprofil anzupassen, sei es das sogenannte Konrad-Profil, das Rundbogen-Profil oder durch Ausbau unregelmäßig gewordene Profile.

Auch für das Einbringen dieses Ausbaues stehen mobile Spezialmaschinen wie Ankerbohrwagen mit Bohr- und Setzlafette und Fahrzeuge mit Hubbühnen zur Verfügung.

Dem Bau und Betrieb der Anlage lagen die bergbehördlichen Vorschriften des Oberbergamtes Clausthal-Zellerfeld sowie alle gültigen Regeln der Technik zugrunde.

Literatur

GLIENKE, G.: Umstellung des Abbauverfahrens auf der Schachtanlage Konrad der Salzgitter Erzbergbau AG auf eine Technologie mit gleislosen Dieselgroßmaschinen.-Erzmetall 27 (11), 1974.

SPANKE, Th.: Die Eisenerzgrube Konrad, ein mögliches Endlager für schwachradioaktive Abfälle. - Erzmetall 34 (11), 1981.

SALZGITTER ERZBERGBAU AG: Beschreibung der Schachtanlage Konrad, Stand 1973, werksseitige Informationsschrift.

2. Beschreibung der Bergwerksanlage

2.1 Tagesanlagen am Schacht Konrad 1

Vor Beginn des Abteufens wurden nur die dafür notwendigen Bauten errichtet, von denen nach Abschluß der Abteufarbeiten das Verwaltungs- und Kauengebäude und das Gebäude der südlichen Abteufbobine weiter verwendet wurden.

Unmittelbar nach Beendigung des Abteufens wurde mit der ersten Ausbauphase der Anlage begonnen und die Gestellförderung im nördlichen Trumm des Schachtes eingerichtet. Dazu gehörten:

- Schachthalle mit Wagenumlauf, Wipper und Erzabförderung
- Erzverladung
- Fördermaschinengebäude für nördliche Fördermaschine
- Teil des Umformergebäudes für zwei der nördlichen Fördermaschine zugeordneten Umformersätze

Im technischen Bereich wurde die Anlage am Schacht 1 voll ausgebaut mit:

- Werkstätten
- Handlager an Schachthalle mit Lampenstube, Sanitätsraum und Grubenwehrraum
- Gebäude für Heizungsanlage, Besucher und Steigerkaue
- Stromversorgungsanlagen einschl. Schalthalle, Transformatorenstation, Reserveeinspeisung
- Kompressorenanlage
- Zentrale Fernsprechanlage mit werksinternem Fernsprechnetz
- Frisch- und Abwasserversorung

Vom Abteufbetrieb wurden übernommen:

- Verwaltungs- und Kauengebäude

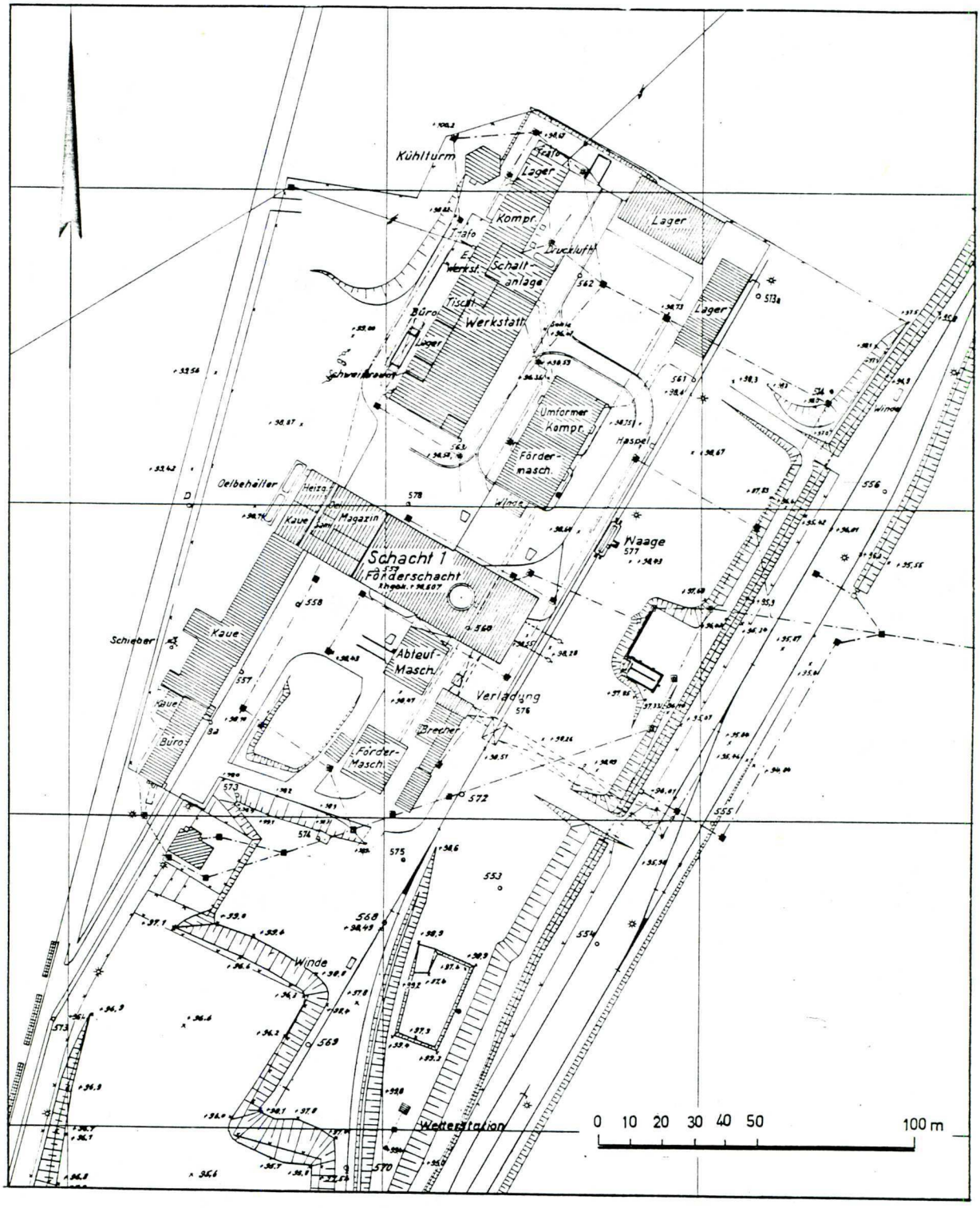


Fig. 2.1-1: Eisenerzbergwerk Konrad, Lageplan Schacht 1 (Stand 1976).

- Südliches Bobinengebäude als Lagerhalle
- zwei Wellblechhallen, die auf dem Werksgelände umgesetzt wurden und als Lagerhalle dienen
- Kreiselbrecheranlage, die später um eine Sieb- und Feinerzbrechanlage erweitert wurde

Der für später vorgesehene Ausbau umfaßte:

- Gefäßfördereinrichtung im südlichen Trumm des Schachtes
- Ausbau der Schachthalle für Gefäßförderung mit Erzbunker, kompletter Brechanlage und Erweiterung der Verladung
- Fördermaschinengebäude für südliche Fördermaschine
- Verlängerung des Umformergebäudes für zwei weitere der südlichen Fördermaschine zugeordneten Umformersätze
- Verwaltungs- und Kauengebäude
- Hauptmagazin mit Lager

Zu diesem weiteren Ausbau kam es nicht mehr, da bereits in den 60er Jahren die Verwendung der Armerze aus dem Salzgitter-Revier für die Stahlerzeugung aus Wirtschaftlichkeitsgründen ständig abnahm und die mit der Gestellförderung erreichbare tägliche Förderleistung von ca. 3000 t bei weitem ausreichte. Es wurde lediglich im freien südlichen Trumm eine Förderung mit kleiner Nutzlast für Seilfahrt und Materialtransport eingerichtet. Ein entsprechendes Gebäude zur Aufnahme der Fördermaschine wurde in Leichtbauweise errichtet.

Die bestehenden Anlagen sind auf dem ca. 10 ha umfassenden Werksgelände nach technischen und organisatorischen Gesichtspunkten angeordnet (Fig. 2.1-1). Befestigte Straßen ermöglichen die Zufahrt zu allen Gebäuden und Einrichtungen. Eine unmittelbare Verbindung an das öffentliche Straßennetz ist vorhanden. Gleisanlagen, die den Betriebsrichtlinien der Bundesbahn entsprechen, sind vorhanden und können sowohl für Erz- als auch für Materialtransport genutzt werden. Die Verbindung an das Schienennetz der Deutschen Bundesbahn erfolgt über die werksinterne Gleisanlage der Stahlwerke Peine-Salzgitter AG, Werk Salzgitter.

Das Schachtgelände bietet bei dem derzeitigen Ausbau noch erhebliche Freiflächen zur Aufnahme von Gebäudekomplexen sowie für Hallen, großflächige Wasserrückhaltebecken und Erweiterung der Gleisanlagen.

2.1.1 Gebäude

Die nachstehenden Beschreibungen enthalten die für die Eignungprüfung der Schachtanlage wichtigsten Informationen, insbesondere bezüglich Funktion und Abmessungen der Gebäude. Da die meisten Gebäude in Stahlskelettbauweise erstellt worden sind, wurden diesbezügliche Angaben für die verschiedenen Komplexe zusammengefaßt. Diejenigen Einrichtungen, die für einen Endlagerbetrieb verwendet werden können, wurden vertieft abgehandelt. In Figur 2.1-1 ist die Lage der Gebäude auf dem Schachtgelände dargestellt.

2.1.1.1 Schachthalle (Baujahr 1960)

Die Schachthalle ist in ihrem Hochtrakt um das Führungsgerüst des Fördergerüstes bis zu der Höhe von 18 m gebaut. Die Abmessungen betragen in Ost-West-Richtung (Länge) 30,82 m, in Nord-Süd-Richtung (Breite) 24,14 m, die Dachhöhe in Hallenmitte 18,20 m, am Rand 16,90 m. Das Stahlskelett aus Walzträger IPB 650 steht auf Stahlbetonfundamenten. Die Außenwände sind Mauerwerk mit Klinkerverblendung, in das oberhalb 2 m teilweise Drahtglasscheiben eingefügt sind. Das Dach besteht aus Gasbetonplatten, die mit Dachpappe überdeckt sind. An der Ostseite der Schachthalle befindet sich ein Schiebetor mit ca. 8 m Breite und 12,5 m Höhe als Einfahrt und Durchtritt des Schachthallenkranes zum Materialgleis hin. Der nach Westen hin angebaute niedrige Trakt über dem Wagenumlauf hat die gleiche Bauart. Seine Höhe beträgt jedoch nur 6,96/5,70 m, die Breite 23,60 m, die Länge 23,77 m. An jeder Längsseite befindet sich am Hallenende ein Tor zum Einfahren der Seilauflegewinde.

2.1.1.2 Nördliches Fördermaschinengebäude (Baujahr 1959/60)

Das Gebäude mit einem Keller und dem Erdgeschoß 1,10 m über Flur ist entsprechend der Schachthalle in Stahlskelettbauweise mit Mauerwerk erstellt.

Abmessungen: Länge in Richtung Schacht 20,85 m, Breite 17,85 m, Höhe 13,00/12,03 m über Flur.

2.1.1.3 Umformergebäude (Baujahr 1959/60)

Dieser Trakt ist an der dem Schacht abgewandten Seite des Fördermaschinengebäudes in gleicher Art und Ausführung angebaut.

Abmessungen: Länge in Richtung Schacht 18,61 m, Breite 17,85 m, Höhe über Flur 10,17/9,20 m.

2.1.1.4 Südliches Fördermaschinengebäude (Baujahr 1968)

Das Gebäude ist baugleich mit dem nördlichen Fördermaschinengebäude und besteht aus einem Keller und dem 1,10 m über Flur aufgesetzten Erdgeschoß.

Abmessungen: Länge in Richtung Schacht 17,53 m, Breite 14,55 m, Höhe 9,80/8,40 m über Flur.

2.1.1.5 Sieb- und Brechanlage

Die erste Ausbaustufe (Baujahr 1960/61) der übertägigen Sieb- und Brechanlage setzt sich aus den Anlagenteilen Bandbrückeneckstation, Erzbrechanlage, ehemalige Bergeverladestation mit Bandbrücken aus Schachthalle und Zwischenbandbrücken zusammen.

Die zweite Ausbaustufe (Baujahr 1974/75) besteht aus Sieb- und Feinerzbrechanlage mit Aufgabestation, Sieb- und Brechstation sowie Bandanlagen. Die Gebäudeteile sind auf Betonfundamenten aufgestellt, während die Erzbrechanlagen auf einem Stahlbeton-Tischfundament bzw. in einer Stahlbetongrube stehen.

2.1.1.6 Erzverladung (umgesetzt 1966)

Um die Erzverladung für den ehemaligen Produktionsbetrieb leistungsfähiger zu gestalten, wurde sie an die in ca. 90 m ostwärts vom Schacht neu verlegte Gleisanlage mit Verladegleis und Rangiergleis umgelegt. Die ehemalige Bergeverladung

wurde zur Übergabestation auf eine Doppelbandbrücke,über die auch die Verladung beschickt wird.

Die Bandbrücke auf einer beiderseitig aufliegenden Stahlkonstruktion ist horizontal auf einer Länge von ca. 60 m zwischen der Übergabestation und der Erzverladung verlegt. Der Brückenquerschnitt beträgt in der Breite 5,50 m, in der Höhe 3,10/5,50 m.

2.1.1.7 Werkstatthalle (umgesetzt 1965)

Die Halle wurde mit ihrer Stahlkonstruktion 1965 von der Schachtanlage Haverlahwiese 2 umgesetzt. Zusammen mit dem Schalthaus bildet sie eine Einheit. Sie ist freistehend im Abstand von ca. 18 m vom Fördermaschinen- und Umformergebäude und ca. 32 m von der Schachthalle entfernt. Ihre Längsrichtung verläuft ungefähr Nord-Süd und somit parallel zur Flucht des Fördermaschinen- und Umformergebäudes. An der Westseite ist in ganzer Länge ein Anbau vorhanden, der Schweißereiwerkzeuglager, Werkmeisterraum, Tischlerei, Elektrowerkstatt, Telefonzentrale und Toiletten aufnimmt.

Abmessungen der Halle: In Länge 48,41 m, Breite 18,72 m, Höhe 8,30/8,57 m.

Abmessungen des Anbaus: In Länge 48,41 m, Breite 6,39 m, Höhe 3,90/4,20 m.

2.1.1.8 Schalthaus (aufgestellt 1965)

Der pultförmige, flache Anbau reicht in den Anbau der mechanischen Werkstatt hinein und nimmt die Elektrowerkstatt und die Telefonzentrale auf. Im Erdgeschoß des Schalthauses befinden sich die Transformatoren 6/0,5kV, die Niederspannungsverteilungen und ein Büroraum. In der ersten Etage ist in offener Bauweise die 6 kV-Schaltanlage aufgestellt sowie die Trennerstation der 30 kV-Zuleitung. Hinter dem Anbau des Schalthauses stehen die Freilufttransformatoren 31/6,3 kV auf Betonfundamenten mit Ölfanggruben.

Abmessungen der Schalthalle: Länge 12,32 m, Breite 18,78 m, Höhe 8,30/8,57 m.
Abmessungen des Anbaues: Länge 12,32 m, Breite 6,39 m, Höhe 3,90/4,20 m.

2.1.1.9 Kompressorengebäude (aufgestellt 1965)

Das Gebäude ist zurückgesetzt unmittelbar an der Nordseite des Schalthauses angebaut. Es enthält an der Schalthausseite den Kompressorenraum, an den sich ein Lagerraum anschließt. An der dem Grubenplatz zugewandten Südostseite befinden sich drei Falttore, die die volle Gebäudehöhe haben. Hinter der Rückfront ist auf einer Betonwanne der Kühlturm aufgesetzt. Außerdem befindet sich dort das Ölsammelbecken als Stahlbetonwanne mit den Abmessungen 8,28 m x 1,90 m und einer lichten Tiefe von 1,80 m. An der Nordseite stehen die Transformatoren mit Schaltern der Reservestromeinspeisung über eine 15 kV-Freileitung.

Abmessungen: Länge 30,23 m, Breite 13,14 m, Höhe 3,90/4,20 m.

2.1.1.10 Schachthallenanbau (umgesetzt 1969)

In diesem unmittelbar an den niedrigen Trakt der Schachthalle nach Westen hin angebauten Gebäude sind das Magazin, die Lampenstube, der Sanitätsraum, der Grubenwehrraum, die Heizungsanlage sowie Dusch- und Umkleideräume für Besucher untergebracht. Außerdem befindet sich in diesem Gebäude der Durchgang vom Verwaltungs- und Kauengebäude zum Schacht und dem hinteren Grubenplatz.

Abmessungen: Länge 27,75 m, Breite 23,61 m, Höhe 4,37/4,75 m.

2.1.1.11 Steigerkaue (Baujahr 1970, Umbau 1979)

Das Gebäude ist als nicht unterkellerter Flachbau im Winkel von 90° an die Südseite des Schachthallenanbaues angesetzt und diente ehemals fast ausschließlich als Steigerkaue. Nach Umbau befinden sich hierin Funktionsräume für Markscheiderei, Meßtechnik, der Vortrags- und Besprechungsraum, die Steigerkaue und ein Verbindungsgang, der sich im Schachthallenanbau fortsetzt.

Abmessungen: Länge 29,60 m, Breite 10,62 m, Höhe 3,62/4,24 m.

2.1.1.12 Kauengebäude (Baujahr 1957/58)

Das Gebäude schließt unmittelbar an die ehemalige Steigerkaue (2.1.1.11) an. Es besteht aus den flügelig angeordneten hohen Teilen mit den schwarz/weiß Kauen und dem seitlich angesetzten, jedoch flachen Anbau mit den Wasch- und Duschräumen für die Belegschaft.

Abmessungen: Im hohen Trakt Länge 30 m, Breite 9 m, Seitenflügel zusätzlich 11 m, Höhe 6,51/7,76 m. Im niedrigen Teil beträgt die Breite 5,40 m bzw. 8,60 m, die Höhe 3,40/3,70 m.

2.1.1.13 Verwaltungsgebäude (Baujahr 1957/58)

Das Gebäude liegt unmittelbar in Verlängerung des Kauentraktes. Es wurde bereits zusammen mit dem Kauengebäude vor dem Abteufen erstellt. Nachträglich wurde die Fahrsteigerkaue durch einen nach Westen hin angebauten Flügel erweitert. Der südliche Bereich des Gebäudes mit Markenkontrolle, Betriebsleiterraum, Maschinenfahrsteigerraum, Betriebsratsraum, Markscheiderei ist in Massivbauweise erstellt.

Abmessungen: Länge 29,50 m, Breite 8,50 m bzw. 13,87 m im seitlich herausgezogenen Anbau, Höhe 3,31/4,47 m.

2.1.1.14 Lagergebäude (Baujahr 1958)

Das Gebäude steht auf der Südseite des Schachtes zwischen den beiden südlichen Stützen des Fördergerüstes. Während des Abteufens diente es als Fördermaschinengebäude für die südliche Abteufbobine. Es besitzt Keller- und Erdgeschoß, von Westen her wurde bis auf Erdgeschoßhöhe (+ 1,20 m) eine Auffahrrampe hochgezogen.

Abmessungen: Länge in Richtung Schacht 16,20 m, Breite 13,60 m, Höhe 6,30/7,00 m.

Der Abstand dieses Gebäudes zur Schachthalle beträgt 4,25 m. Dieser Zwischenraum wurde pultförmig überdacht in einer Breite von 4,80 m und einer Höhe von 3,10/ 3,80 m. Unter dieser Überdachung ist die Seiltrommelwinde zum Seilauflegen sowohl in der südlichen als nördlichen Förderung untergestellt.

2.1.1.15 Lagerschuppen (Baujahr 1957, umgesetzt 1969)

Der Schuppen steht am hinteren Zechenplatz in Richtung Nord-Süd.

Abmessungen: Länge 30 m, Breite 10 m, Höhe 3,60/5,20 m.

2.1.1.16 Lagerschuppen (Baujahr 1962, umgesetzt 1969)

Der Schuppen steht am hinteren Zechenplatz und ist quer zum Schuppen nach 2.1.1.15 aufgestellt.

Abmessungen: Länge 29,95 m, Breite 15 m, Höhe 3,00/5,10 m.

2.1.1.17 Windenschuppen (Baujahr ca. 1965)

Der Schuppen ist in der Mitte der zum Schacht gerichteten Giebelfront des nördlichen Fördermaschinengebäudes angebaut. Er dient zur Aufnahme einer Montagewinde und ist zum Schacht hin offen.

Abmessungen: Länge 5,50 m, Breite 6,24 m, Höhe 2,80/3,42 m.

2.1.1.18 Tanklager für leichtes Heizöl (Baujahr 1969)

Das Tanklager befindet sich hinter dem Schachthallenanbau (2.1.1.10) auf der Westseite in ca. 2 m Abstand. In den Boden ist eine Stahlbetonwanne mit ca.

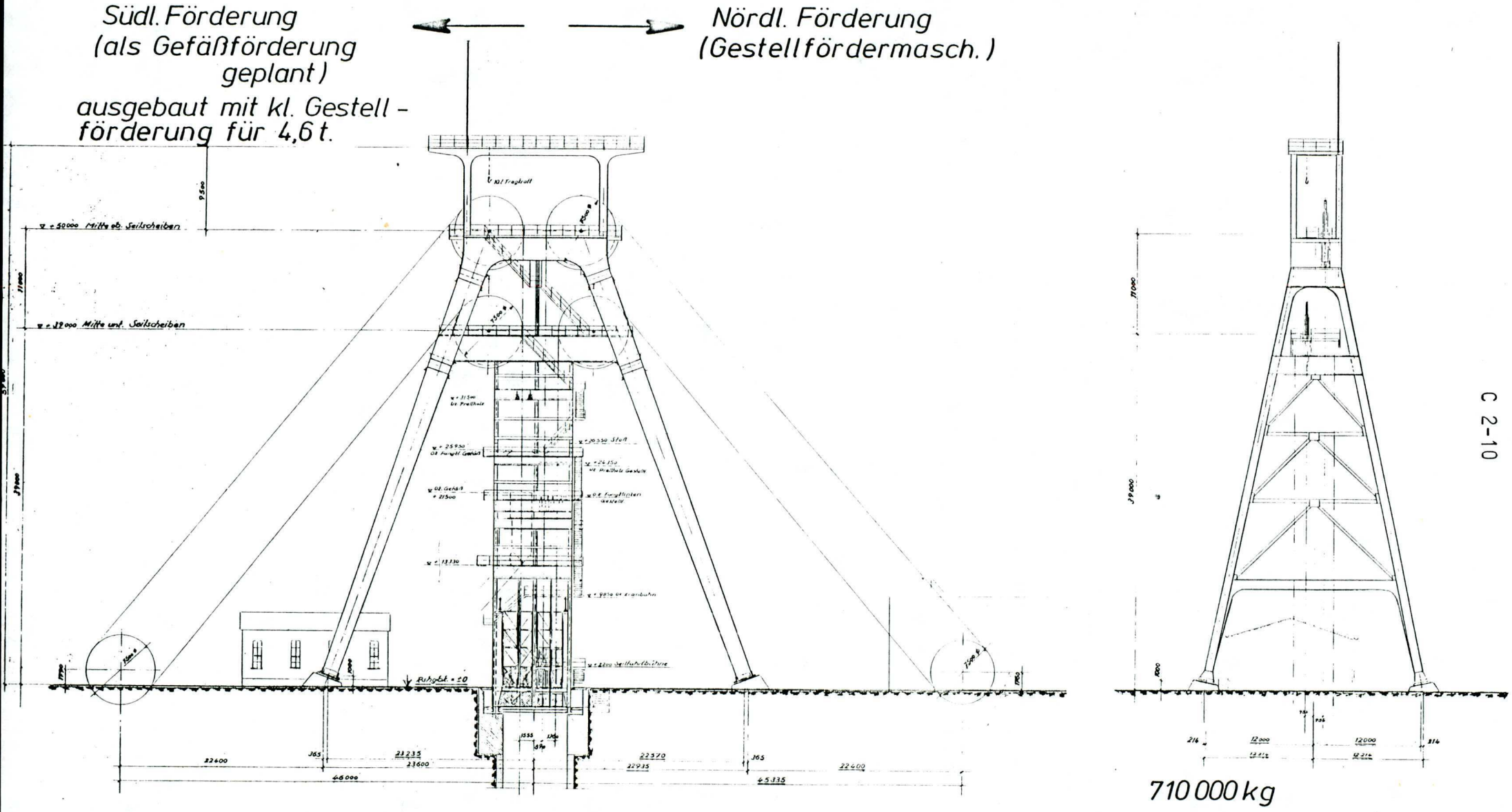


Fig. 2.1-2: Fördergerüst Schacht Konrad 1
(Bauzeichnung 1958).

22.5 m³ Fassungsvermögen eingelassen, die mit Auflagewangen für zwei hintereinander angeordnete Tanks ausgerüstet ist und von einem Pultdach aus Gasbetonplatten überdeckt wird. Das Lager kann Tanks mit je 30 m³ Inhalt aufnehmen.

Abmessungen: Länge 22,50 m, Breite 3,70 m, Höhe 2,70/2,85 m.

2.1.1.19 Tanklager für Dieselkraftstoff (Baujahr 1979)

Das Bauwerk steht längs dem Anbau an der Werkstatthalle auf der westlichen Seite und nimmt zwei Tanks mit je 10 m³ auf. Die Stahlbetonwanne ist 95 cm tief in den Boden eingelassen.

Abmessungen: Länge 13,60 m, Breite 3,45 m, Höhe 3,40/3,60 m.

2.1.2 Fördereinrichtungen am Schacht 1

2.1.2.1 Fördergerüst (Baujahr 1969)

Im Jahre 1960 wurde von der Firma DEMAG über dem bereits zum Teufen genutzten Fördergerüst ein zweiteiliges Strebenfördergerüst aufgestellt (Fig. 2.1-2).

Der Strebenbock ist als zwei Gelenkrahmen ausgebildet. Der Kopfrahmen ist zugleich die obere Seilscheibenbühne, 50 m über RHB (Rasenhängebank). Die untere Seilscheibenbühne, 39 m über RHB ist als gelenkig angeordneter Zwischenriegel ausgeführt, in Strebenmitte am Strebenkopfträger mittels Zugbändern aufgehängt. 9 m über der oberen Seilscheibenbühne ist ein Montagebock aufgesetzt, der zu den Fördermaschinenseiten hin überragt. Der Handlaufkran ist für 10 t Last ausgelegt. Die Streben sind an der den Fördermaschinen zugewandten Seite durch einen K-Verband verstärkt.

Das Führungsgerüst steht unabhängig vom Bockgerüst, es wird lediglich an der unteren Seilscheibenbühne gegen horizontale Verschiebungen geführt. Bis zu einer Höhe von 18 m über RHB ist das Führungsgerüst von der Schachthalle umschlossen.

Um das Gebäude sind Treppen und Bühnen außen umlaufend angebracht. Für Seilfahrt sind im nördlichen Trumm im Keller und an RHB die notwendigen Einrichtungen angebracht. Das gleiche gilt für die 2,20 m über RHB liegende Seilfahrtbühne. Auf der ostwärtigen Seite, d. h. zum Bahnanschlußgleis hin, sind im Trumm der nördlichen Förderung die Querriegel herausnehmbar bzw. klappbar für den Einbau von Körben, Einhängen der Unterseile usw. Im südlichen Trumm sind zur gleichen Seite hin Tore angebracht.

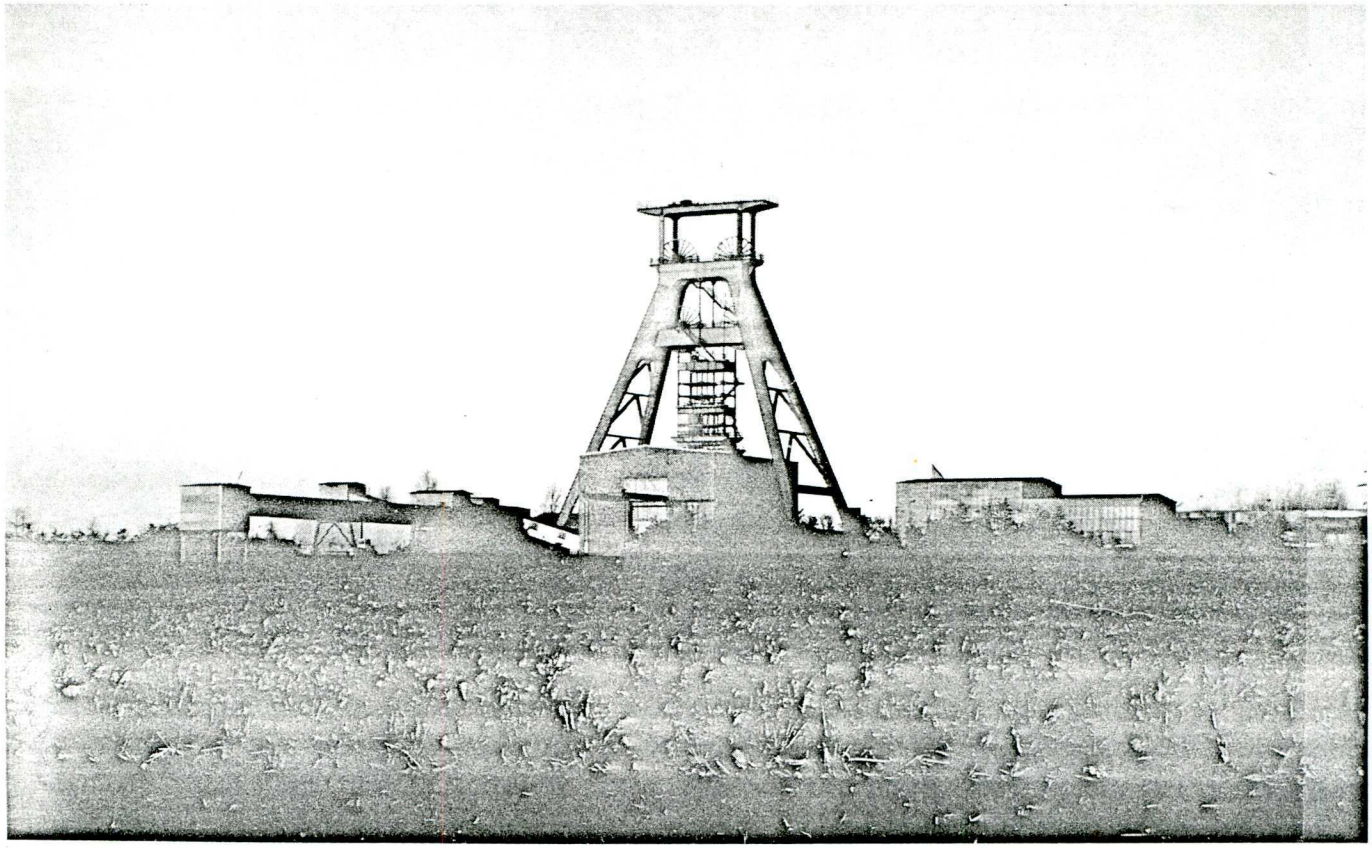


Fig. 2.1-3: Fördergerüst Schacht Konrad 1, Ansicht von Osten.

Das nördliche Trumm wurde wie geplant für eine Gestellförderung für 15 bzw. 18 t Nutzlast ausgebaut. Hier liegen die Seilscheiben in der Seilebene übereinander. Die obere Seilscheibe ist 5010 mm, die untere 6370,5 mm von Gerüstmitte zur Fördermaschine hin herausgerückt. Der Seilscheibendurchmesser beträgt im Seillauf 7500 mm.

Im südlichen Trumm wurde im Jahre 1967 eine kleine Gestellförderung mit 4,6 t Nutzlast eingebaut. Die Seilscheiben sind für die geplante Gefäßförderung ausgelegt und angeordnet. Sie liegen beide auf einer Querebene 1555 mm von Gerüstmitte

untereinander. Seitlich sind die Scheiben um je 985 mm aus der Längsebene des Gerüstes versetzt, obere Scheibe nach rechts, untere nach links von Fördermaschine aus gesehen. Der Seilscheibendurchmesser beträgt im Seillauf ebenfalls 7500 mm.

Das Fördergerüst wurde je Fördertrumm für eine Betriebslast von 72 000 kg ausgelegt. Im Betrieb wurden im nördlichen Trumm Nutzlasten von 65 495 kg bzw. von 22 360 kg im südlichen Trumm erreicht. Das Gesamtgewicht des Fördergerüstes beträgt ca. 710 000 kg.

Für den Betrieb der mobilen elektrischen Trommelwinde (KEMA-Winde) zum Einhängen schwerer Lasten wurde unterhalb der unteren Seilscheibenbühne eine Seilscheibe auf Trägern verlagert, Höhe 34,27 m über RHB. Die Scheibe ist so angeordnet, daß das Seil in Mitte des südlichen Trumms in den Schacht einläuft, auf der anderen Seite vom Fördergerüst schräg herausgeführt wird zur links neben der südlichen Fördermaschine stehenden Winde.

Für den Oberseilwechsel sind in den beiden Förderungen auf der Westseite des Führungsgerüstes je eine Scheibe in ca. 1,5 m Höhe über RHB fest angebracht.

Die zum Seilwechsel benutzte Friktionswinde wird auf der Westseite der Schachthalle aufgestellt und verankert. Die Seiltrommelwinde wird außerhalb der Schachthalle auf Gleisen unmittelbar an dem südlichen Hallentor aufgestellt.

2.1.2.2 Gestellförderung im nördlichen Trumm

Im nördlichen Trumm (vgl. Fig. 2.3-1) wird eine Gestellförderung mit zwei dreigleisigen Förderkörben, eingebunden auf die tiefste Sohle (5. Sohle), zur Beschickung der 3., 4. und 5. Sohle betrieben.

Nutzlast:	18 t
Förderweg:	1200 m bis zur 5. Sohle
Geschwindigkeit:	10 m/s für Güterfördern und Seilfahrt
Gewicht der Förderkörbe:	9,8 t ohne Einhängetore, mit drei Tragböden für je zwei kleine Förderwagen zu 1,4 m³ oder 20 Personen bei Seilfahrt

Die verwendeten Seile und Kauschen sind nach der Verordnung für Schacht- und Förderanlagen des OBA Clausthal-Zellerfeld den gegebenen Verhältnissen angepaßt. Zum Einsatz kommen Seile, die unter Berücksichtigung der einschlägigen Normen nach den Regeln der Technik hergestellt worden sind.

Mit geringen Abweichungen wurden in den letzten Jahren Oberseile mit folgender Machart verwendet:

Außendurchmesser:	76 mm
Gesamtlänge:	ca. 1440 m
Rechnerisches Längengewicht:	230,5 N/m
Festigkeit:	1770 N/mm²

dreilagig, dick verzinkt, Gleichschlag, rechtsgängig, mit 5, 6, 8 Litzen je Lage

Die Unterseile sind zwei Flachseile zu je 132 x 30 mm, 6 Schenkel zu je 4 Litzen zu je 12 Drähten mit 2,25 mm ø:

Gesamtlänge je Seil:	1254 m
Rechnerisches Längengewicht:	2 x 116 N/m
Festigkeit:	1370 N/mm²

2.1.2.3 Fördermaschine im nördlichen Trumm

Die Fördermaschine, Baujahr 1941, wurde 1960 von der Schachtanlage Hannoversche Treue 2 nach Konrad 1 umgesetzt.

Der mechanische Teil der Maschine wurde bis auf Wellen, Lager und Teile der Bremsanlage von der Eisenhütte Prinz Rudolph (EPR) umgebaut. Die Maschine erhielt eine neue Treibscheibe mit Vollwandausführung zu 7,5 m ø. Die Treibscheibenwelle ist beidseitig in Gleitlagern gelagert. Die rechts und links angeordneten Elektromotore sind außenseitig gelagert, zur Treibscheibe hin eingeflanscht. Diese Anordnung von Treibscheibe und Motoren gestattet den Betrieb mit jeweils einem Motor, dann jedoch mit halbem Moment und doppelter Geschwindigkeit. Die Bremskränze sind rechts

und links des Seillaufes angeordnet. Die Bremskräfte werden auf diese Bremskränze von jeweils zwei sich diagonal gegenüberliegenden durch Zugstangen verbundene Bremsbacken übertragen.

Als Bremse ist eine AEG-Schnellschlußbremse eingesetzt, die als Fahr- und Sicherheitsbremse wirkt. Regelung erfolgt mittels Druckluft, die entweder dem Druckluftnetz der Grube entnommen werden kann oder von einem separaten Kompressor im Fördermaschinengebäude erzeugt wird . Das Sicherheitsbremsgewicht wird durch Drucklufthubzylinder gehalten.

Der mechanische Teufenzeichner ist an die Treibscheibenwelle angekuppelt, an ihm sind u. a. die Fahrkurven befestigt. Der Steuerstand befindet sich in der Mitte der Fördermaschine.

Bei Schaltung eines Umformers auf die beiden Fördermotoren gelten für die Fördermaschine folgende Daten:

Fahrgeschwindigkeit:	10 m/s
Eingestellte Beschleunigung am Fahrtregler:	ca. 0,8 m/s²
Eingestellte Verzögerung am Fahrtregler:	ca. 0,8 m/s²
Max. Drehmoment:	ca. 109 kNm
Überhebbares Gewicht:	ca. 40 t

Der elektrische Teil der Fördermaschine besteht aus:

2 Gleichstromfördermotoren
2 Umformersätzen und entsprechenden Hilfsumformer
Steuergeräten, Umschaltschrank, Schützengerüst, Schachtsignalanlage

Die Schaltung von Steuergenerator und Fördermotor ist eine Leonard-Schaltung. Die Zusammenschaltung eines Steuergenerators mit den beiden Fördermotoren ist der normale Betriebszustand, der der Konzession zugrunde liegt. Hierbei gelten 10 m/s als Geschwindigkeit für die Güter-und Seilfahrt und 18 t als Nutzlast. Für den Betrieb mit Umformer I gilt die Nutzlast 15 t, für Umformer II 18 t. Die Daten der beiden Umformersätze, Fabrikat AEG, und des Krans im Umformerraum mit einer Tragkraft von 10 t liegen tabellarisch vor.

Die Gleichstromfördermotoren sind rechts und links der Koepetreibscheibe einseitig gelagert. An der anderen Seite befindet sich jeweils eine Flanschkupplung mit Bolzen zu der beiderseitig gelagerten Teibscheibe hin. Die fremderregte Gleichstrom-Nebenschlußmotoren besitzen Wendepole und Kompensationswicklung. Die Fördermaschine ist mit indirekter Steuerung mittels Schnellerregermaschine sowie Anfahr-Strombegrenzung ausgerüstet.

Leistung:	1350/1600/3320 kW-DB/DB/stoßweise
Strom:	2730/3300/7500 A im Anker; 540 V Gs(620 V)
Erregung:	konstant
Umdrehungszahl bei 10 m/s Fördergeschwindigkeit und 7,5 m ø der Treibscheibe:	25,5 U/min

Mit dem mechanischen Teufenanzeiger ist ein Fahrtregler verbunden, der falsche Handhabung des Steuerhebels, so z. B. Anfahren in falscher Richtung, zu schnelles Anfahren aus der tiefsten Sohle, zu spätes Retardieren in der Nähe der Rasenhängebank verhindert. Beim Überfahren der Hängebank wird die Maschine durch Auslösen der Sicherheitsbremse stillgesetzt.

Um die Fördermaschine bei Störung der Anlage oder der elektrischen Teile der Maschine sofort stillsetzen zu können, ist als selbständige Überwachung eine Sicherheitsschaltung vorhanden. Diese entspricht in allen Funktionen den Vorschriften des Oberbergamtes Clausthal-Zellerfeld und wird nach den darin enthaltenen Auflagen von unabhängigen Sachverständigen (TÜV) untersucht und von dem Werkspersonal regelmäßig geprüft.

Die Schachtsignalanlage von der Firma Siemens & Halske besteht aus:

Einschlagwecker
Notsignal
Schachthammer
Seilfahrteinrichtung
Fördermaschinensperreinrichtung mit Tor- und Sperrschaltern
Schachtfernsprecher
Registriereinrichtung
Erdschluß- und Isolationsüberwachung der Anlage
Stromversorgungsanlage für 110 V Gs

Die Korbtelefonier- und -Signalanlage, Fabrikat Funke und Huster, ist vom Oberbergamt Clausthal-Zellerfeld für Wechselsprechbetrieb zwischen Korb und Fördermaschinisten und Signalgabe vom Korb zum Fördermaschinisten mit Signalquittierung zugelassen.

Durch Betätigen des Signalumschalters sind folgende Betriebsarten möglich:

Einkorbbetrieb mit 2 Körben	zur 3. Sohle
Einkorbbetrieb mit 2 Körben	zur 4. Sohle
Zweikorbbetrieb	zur 5. Sohle
Oberseilrevision	
Unterseilrevision	
Schachthammer	

Im Fördermaschinenraum befindet sich ein Brückenkran mit Laufkatze für Gewichte bis zu 35 000 kg.

2.1.2.4 Gestellförderung im südlichen Trumm

Die Gestellförderung mit zweietagigen Förderkörben ist auf die tiefste Sohle (5. Sohle) zur Beschickung von 3., 4. und 5. Sohle eingebunden.

Nutzlast:	4,6 t
Förderweg:	1200 m bis zur 5. Sohle
Geschwindigkeit:	8 m/s für Güterförderung und Seilfahrt
Gewichte der Förderkörbe:	4,9 t einschl. Zwischengeschirr und unterer Seilaufhängung, 2 Tragböden für je einen kleinen Förderwagen zu 1,4 m³ oder 20 Personen bei Seilfahrt.

Als Oberseil wird ein zweilagiges, verzinktes, rechtsgängiges Kreuzschlag-Rundlitzenseil (6 Litzen) verwendet. Das Seil hat folgende Spezifikation:

Außendurchmesser:	48 mm
Gesamtlänge:	1550 m

Rechnerisches Längengewicht: 83 N/m
Festigkeit: 1770 N/mm²
Unterseil als Flachseil 125 x 20 mm, 8 Schenkel zu je 4 Litzen und zu je 7 Drähten mit 2,15 mm Ø, Gesamtlänge 1234 m, rechnerisches Längengewicht: 79,96 N/m, Festigkeit; 1370 N/mm²

2.1.2.5 Fördermaschine im südlichen Trumm

Die Treibscheibenfördermaschine, Baujahr 1941, wurde 1967 von der Schachtanlage Galberg nach Konrad 1 umgesetzt. Der mechanische Teil der Maschine besteht aus einer verbreiterten Koepetreibscheibe von 4,5 Ø mit zwei Bremskränzen, die über ein zweistufiges Vorgeläge mit einem Übersetzungsverhältnis von 20,9 : 1 von einem Drehstrom Antriebsmotor mit Regulierschleifringläufer angetrieben wird. Zwischen Antriebsmotor und Vorgeläge ist eine druckluftgesteuerte Doppelbackenbremse eingebaut. Auf jeden der beidseitig des Seillaufs angeordneten Bremskränzen wird ein durch eine Zugstange verbundenes, diametral angeordnetes Bremsbackenpaar über den Hauptbremshebel von der Druckluftbremse betätigt.

Als Bremse ist eine elektropneumatisch gesteuerte schnell schließende zweiachsige Siemens Druckluft-Fahr- und Sicherheitsbremse mit Gewichtsnotbremse, zugelassen vom Obergergamt Clausthal-Zellerfeld, eingesetzt. Sie ist als Einlaßbremse gebaut. Zur Druckluftversorgung steht ein besonderer Kompressor im Keller des Fördermaschinengebäudes zur Verfügung.

An dem mechanischen Teufenanzeiger sind die beiden Einfahrkurven für die Sollwertvorgabe bei Fahrtreglereinsatz mit Magnetverstärker angebracht.

Die Fördermaschine hat folgende Daten:

Fahrgeschwindigkeit:	8 m/s für Güterförderung und Seilfahrt
Eingestellte Beschleunigung:	0,5 m/s²
Eingestellte Verzögerung:	0,5 m/s²
Anfahrmoment bei Vollast:	ca. 10,8 kNm
Überhebbares Gewicht:	ca. 6 t bzw. bis zum Kippmoment

Der elektrische Teil der Fördermaschine besteht aus einem Drehstromasynchronmotor mit Regulierschleifringläufer ohne Bürstenabhebevorrichtung als Antriebsmotor für

die Fördermaschine mit folgenden Kenndaten:

Nennleistung: 495 kW
Nennspannung: 6 kV
Nennstrom: 62 A
Nenndrehzahl: 735 U/min
Läuferspannung: 995 V
Läuferstrom: 315 A

Gesteuert wird der Fördermotor über einen Fahrwiderstand, der von einem Steuerschalter über Zeitrelais, Hilfs- und Hauptschütze stufenweise geschaltet wird.

Der eingebaute Fahrtregler besteht aus einer Fahrtreglerkombination mit zwei voneinander unabhängigen Reglereinrichtungen, die wahlweise jede für sich betrieben werden können. Die erste Regeleinrichtung arbeitet mit einem Soll-Ist-Wertvergleich über einen Magnetverstärker auf den Bremskreis der elektropneumatischen Bremskraftregelung. Die zweite Regeleinrichtung arbeitet mit Konstantwiderstand und ist nur bei Ausfallen der ersten Regeleinrichtung vorhanden. Die Ist-Wert-Maschine wird über ein Reibrad vom rechten Bremskranz der Treibscheibe angetrieben.

Um die Fördermaschine bei Störung der Anlage oder der elektrischen Einrichtungen der Maschine sofort stillzusetzen, ist als selbsttätige Überwachung ein Sicherheitsstromkreis in Ruhestromschaltung vorhanden. Dieser Sicherheitsstromkreis besteht aus einer Reihenschaltung von Kontakten in Ruhestromschaltung, die beim Öffnen das Auflegen der Sicherheitsbremse bewirken.

Die Schachtsignalanlage ist mit der am nördlichen Trumm (s. Kap. 2.1.2.3) vergleichbar. Durch den Signalumschalter sind folgende Betriebsarten einschaltbar:

Einkorbbetrieb mit zwei Körben von der 1000- und 1100 m-Sohle
Zweikorbbetrieb Hängebank - 1200 m-Sohle
Einkorbbetrieb (hierbei kann auch Jedermannseilfahrt eingeschaltet werden)
Oberseil-Revision
Unterseil-Revision
Schachthammer

Der Brückenkran im Fördermaschinenraum hat eine Tragkraft von 12 t und eine Hubhöhe von 4,70 m.

2.1.2.6 Einhängeeinrichtung für schwere Lasten

Zum Einhängen von schweren sperrigen Lasten im Schacht Konrad 1 wird z. Z. das südliche Trumm des Schachtes benutzt. Die Körbe der südlichen Förderung werden im Schachtgerüst bzw. unterhalb der 5. Sohle an die Spurlattenverdickung herangefahren und festgelegt. Ober- und Unterseil werden zur Seite gezogen und befestigt.

Die zum Einhängen benutzte KEMA-Winde ist verankert auf der Westseite neben der südlichen Fördermaschine aufgestellt und wird durch einen Holzschuppen geschützt. Bei der Winde handelt es sich um eine mittels Tiefladerfahrgestellen verfahrbare elektrisch angetriebene Trommelwinde mit Getrieben und Vorgelege. Die Winde hat folgende Kenndaten:

festgelegte Nutzlast:	11 t
Trommeldurchmesser:	1,30 m
Trommelbreite:	1,32 m
Seilaufnahme bis 50 mm ø:	1600 m in 11 Lagen
Antrieb:	Elektromotor 45 kW, 725 U/min mit 0,2 m/s-Geschwindigkeit am Seil, wahlweise Elektromotor 85 kW, 1420 U/min, 0,4 m/s-Geschwindigkeit am Seil

Zur Laststanzüberwachung ist ein Einspindelteufenanzeiger angebaut. Die Fahrbremse wirkt auf die Bremsscheibe der Kupplung zwischen Motor und Getriebe. Die Sicherheitsbremse ist als gewichtsgeschlossene schwere Backenbremse an der rechten Seite der Seiltrommel angeordnet. Auslösekriterien sind die Betätigung durch den Maschinisten oder die Unterbrechung des Sicherheitsstromkreises bei Stromausfall oder beim Ansprechen des Geschwindigkeitsfliehkraftschalters.

2.1.2.7 Beschickeinrichtungen

Die Beschickungsanlage am Schacht Konrad 1 ist nur für die nördliche Förderung

eingerichtet. Für die südliche Seite war für einen späteren Zeitpunkt die Einrichtung einer Gefäßförderanlage geplant. Die jetzt im südlichen Trumm befindliche Fördereinrichtung ist nicht an die Gleisanlage angeschlossen. Die Übergabe von Lasten und Materialien muß hier von Hand bzw. mit Gabelstapler in die Förderkörbe von Süden her erfolgen.

Aus Raumersparnisgründen würde in den Wagenumlauf der nördlichen Förderung auf der Voll- und Leerseite jeweils eine Verschiebebühne eingebaut. Über einen Kreiselwipper wird das Erz auf ein ansteigendes Band zur Sieb- und Brechanlage hin abgezogen.

Der gesamte Wagenumlauf ist für automatischen Betrieb, Handbetrieb und Einzelbetrieb bei Reparaturen eingerichtet. Hinsichtlich der mechanischen Auslegung ist die Anlage auf kleine Förderwagen mit max. 1400 l Inhalt entsprechend bis zu 3,0 t Nutzlast zugeschnitten.

Die Beschickeinrichtung am nördlichen Trumm besteht aus folgenden Anlagenteilen:

- Schwenkbühnen, 1250 mm lang mit hydraulischer Betätigung, je ein Stück auf Auf- und Abschiebeseite in beiden Gleisen.
- Sicherheitsfanghaken mit ölhydraulischer Steuerung.
- Sicherheitsfanghaken mit Abzieher in den Gleisen der Ablaufseite des Schachtes.
- Sicherheitsfanghaken in den Gleisen vor den Aufschiebern al. Hauptbremse mit ölhydraulischer Steuerung.
- Förderwagenbremse, ölhydraulisch arbeitend mit seitlich an die Förderwagen angreifenden Bremsbacken.
- 2 Elektroaufschieber zum Aufschieben von 2 Förderwagen auf den Förderkorb.
- 2 Verschiebebühnen mit Gegengewicht, jeweils eine auf der Voll- und der Leerseite zum Quertransport der Förderwagen auf der Voll- und Leerseite. Auf der Vollseite gestattet eine Mittelstellung, den Wagen auf einem gesonderten Gleis aus dem Wagenumlauf herauszuziehen.
- Hebeeinrichtungen auf den Verschiebebühnen, die das Ablaufen der Förderwagen zum Kreiselkipper bzw. Aufschieber hin bewirken. Das Heben und Senken der Bühne geschieht hydraulisch.
- Komplette Gleisanlage, 750 mm Spur, Schienentyp S 30, mit Weichen in verschiedenen Bauarten und Funktionen.

- 1 Kreiselkipper zum Kippen von 2 Förderwagen mit je 1,4 m³ Inhalt, elektromotorischer Antrieb.
- Elektrohydraulische Wagensperre, ausgeführt als Aufhalte- und Abziehvorrichtung auf der Ablaufseite außerhalb des Kippers. Die Betätigung erfolgt durch ein elektrohydraulisches Verstellgerät.
- Schubwagenspeiser, angeordnet unter dem Kreiselkipper, 1,20 m breit, 3,00 m lang mit Fingerrost an der Abwurfseite, 12° abwärts geneigt auf stationären Rollen laufend, Antrieb Elektromotor über Getriebe gekuppelt. Der Schubwagenspeiser nimmt das vom Kreiselkipper abgebende Erz auf und fördert es auf ein Transportband.
- Roherztransportband mit Gummigurt 1,40 m Breite, 16° ansteigend. Elektromotorischer Antrieb für Bandgeschwindigkeit 1,05 m/s. Dieses Transportband übernimmt unter Flur der Schachthalle das vom Schubwagenspeiser abgegebene Erz und führt es über einen Transportweg von 47 m dem Kreiselbrecher der Sieb- und Brechanlage außerhalb der Schachthalle zu.

2.1.2.8 Krananlage in der Schachthalle

Auf der ostwärtigen Seite des Schachtes ist in der Schachthalle ein Brückenkran mit Ausleger zur Schachtseite hin eingebaut. Auf Laufschienen ist die Brücke aus der Schachthalle verfahrbar, so daß Lasten vom Lkw bzw. Gleis übernommen werden können. Mit dem Ausleger werden sowohl Förderkörbe als auch schwere Lasten bis 15 t in die Fördertrumme gefahren. Dies gilt besonders für den Transport von schweren Lasten (Fahrzeuge u. a.) im südlichen Trumm mittels der KEMA-Winde (s. 2.1.2.6). Der Kran besitzt in allen Funktionen elektromotorische Antriebe und ist von der Rasenhängebank aus zu bedienen.

Baujahr:	1960
Tragkraft am Ausleger:	15 t
Tragkraft an Kranbrücke:	35 t
Spannweite der Kranbrücke:	7,1 m
Auslegerlänge:	3,65 m

höchste Hakenstellung am Ausleger: 10,3 m
höchste Hakenstellung an Brücke: 9,0 m

2.1.2.9 Friktionswinde zum Seilauflegen

Die Friktionswinde dient sowohl für die beiden Förderungen im Schacht Konrad 1 als auch für die Förderung im Schacht Konrad 2 zum Seilauflegen. Aus diesem Grunde ist sie mit Tragschnäbeln ausgerüstet und kann auf Tiefladerfahrgestellen verfahren werden. Sie wird jeweils an den Schächten aufgestellt und verankert. Auf Konrad 1 ist ihr Standplatz in der Schachthalle auf der westlichen Schachtseite.

Fabrikat:	Eisenhütte Prinz Rudolph
Baujahr:	Umbau von Druckluftantrieb auf elektrohydraulischen Betrieb im Jahr 1980
Antrieb:	Elektromotor 132 kW für 2 Hydraulikaggregate mit 106 kW und 157 bar (15,7 MPa)
Vorgelege mit Übersetzung:	23,5 : 1
Trommeldurchmesser:	1,2 m
Trommelbreite:	1,745 m
Seilgeschwindigkeit:	max. 0,146 m/s
Größte statische Seilbelastung:	65 t
Nennlastmoment:	390 kNm

2.1.2.10 Seilwickelhaspel

Dieser als Seiltrommelwinde ausgeführte Haspel nimmt beim Seilauflegen bzw. beim Seilwechsel das aufzulegende Seil auf. Er ist auf Schienen verfahrbar und wird beim Seilauflegen unmittelbar neben der Schachthalle Konrad 1 aufgestellt. Er kann sowohl das Seil der südlichen als auch der nördlichen Förderung aufnehmen.

Trommeldurchmesser im Kern: 1,6 m
Trommelbreite: 2,53 m

Max. mögliche Seilaufnahme:	1500 m
Seilgeschwindigkeit:	ca. 0,18 m/s
Antrieb:	elektro- hydraulisch mit 15 kW Elektro-motor und Zwischengetriebe

2.1.3 Technische Einrichtungen über Tage

2.1.3.1 Sieb- und Brechanlage

In der Zeit der Erzgewinnung wurde und auch bei den heutigen untertägigen Streckenarbeiten wird das geförderte Roherz 0 bis 600 mm vom Kreiselwipper aus über einen Schubwagenspeiser mit dem Roherztransportband 1 dem Esch-Kreiselbrecher zugeführt. Ein Eisensuchgerät überwacht das Band. Die Übergabe zum Brecher erfolgt über ein Spaltrost mit 100 mm Spaltbreite. Dort findet eine Absiebung des Feingutes vor dem Brecher statt. Die Korngröße des gebrochenen Erzes hinter dem Brecher beträgt ca. 0 bis 80 mm und wird unter dem Brecher über einen Vibra-Schurren mit Transportband 2 abgezogen. Dieses übergibt auf das Transportband 3, dessen Antriebstrommel zum Ausscheiden von Eisenteilen (Laschen, Schrauben usw.) ausgelegt ist. Von hier aus wird das Erz, Korngröße 0 bis 80 mm, mit dem Transportband 4 zur Feinerzzerkleinerung nach vorheriger Feinabsiebung den Hammermühlen zugeführt. Die Hammermühlen zerkleinern das Gut auf 0 bis 10 mm als Endkorngröße. Unter den Hammermühlen wird das Feinkorn über Schurren mit Transportband 5 abgezogen und über Band 6 und 7 zur Verladestation transportiert.

Die Hauptaggregate der Sieb- und Brechanlage haben folgende Spezifikationen:

Kreiselbrecher des Fabrikats Esch, Type BK IV

Baujahr:1965, überholt 1975.

Leistung: 65 bis 90 m^3/h bei Spaltweite 80 mm

Antrieb: Drehstrommotor 110 kW, 1485 U/min, 500 V, wirkend über Getriebe mit Übersetzung 3,6 : 1

Vibra-Schurre

Gemuldet 350 mm, Breite 1500 mm, Länge 2350 mm, mit Vibromax-Außenrüttler.

Feinabsiebung

Die Roherzaufgabe 0 bis 80 mm erfolgt über eine Verteiler-Hosenschurre mit Umstellklappe auf 2 Vibrationssiebe. Siebfläche 1300 x 3600 mm.

2 Hammermühlen

Fabrikat Humboldt Deutz Magirus, Baujahr 1939.
Durchsatzleistung: ca. 25 m^3/h je Mühle bei Aufgabe von trockenem Erz
Durchmesser der Hammermühlen: 1200 mm
Einlauföffnung: 700 x 1200 mm
Rotorbestückung: 6 Schlägerreihen zu je 15 Schlägern
Antrieb: Elektromotor 100 kW, 970 U/min, Keilriemenantrieb

2.1.3.2 Erzverladeanlage

Die Erzverladung besteht aus einer Verladerutsche, die mittels Elektrozug heb- und senkbar ist. Ihre Breite beträgt 1750 mm. Über diese Rutsche wird das Erz unmittelbar in die Waggons gegeben.

2.1.3.3 Bahngleisanschluß der Schachtanlage Konrad 1

An den beiden Schächten sind Bahngleisanschlüsse vorhanden. Diese sind nach den Richtlinien der Deutschen Bundesbahn errichtet und gelten als öffentliche Eisenbahnanschlüsse. Die Verkehrsbetriebe der Stahlwerke Peine-Salzgitter AG haben die Konzession zum Befahren dieser Gleisanlage von den Übergabebahnhöfen Salzgitter Bad - Voßpaß nach "Hütte Süd" und Beddingen nach "Hütte Nord." Im bergbehördlichen Sinne gelten diese Eisenbahnen als Grubenanschlußbahnen.

Von dem Verbindungsgleis des Kraftwerkes der Stahlwerke Peine-Salzgitter AG Werk 1 zum Umspannwerk ist eine eingleisige Strecke von ca. 3 km Länge zum Schacht Konrad 1 abgezweigt. Auf Schachtanlage Konrad 1 umfaßt das Netz drei Gleise (Fig. 2.1-1).

Das Anschlußgleis zum Zechenplatz ist parallel zur Flucht Schachthalle-Fördermaschinengebäude unter der alten Verladung niveaugleich durchgeführt. In Höhe Fördermaschinengebäude ist eine Gleiswaage eingebaut. Entlademöglichkeit ist auf einem Teilstück von ca. 80 m gegeben, falls mit einem Autokran oder einem Stapelfahrzeug gearbeitet wird. Der Schachthallenkran ist aus der Schachthalle nach Osten hin über diesesGleis verfahrbar, so daß Lasten entsprechend seiner Tragkraft von 35 t vom Waggon abgeladen werden können.

Auf dem Erzverladegleis werden die Waggons zur Verladung des aus der Grube geförderten Erzes bereitgestellt. Die Waggons werden von dem Bedienungsstand des Verladers mittels einer Seilwinde jeweils in die Beladestellung vorgesetzt. Dieses Verladegleis liegt ca. 60 m ostwärts des o. g. Anschlußgleises. Der Niveauunterschied beträgt ca. 2,5 m.

Das Rangiergleis dient ausschließlich zum Rangierbetrieb und liegt unmittelbar ostwärts neben dem Erzverladegleis.

2.1.3.4 Stromversorgungsanlagen der Schachtanlage Konrad 1

Die 30 kV-Einspeisung geschieht über eine Freileitung, die vom Umspannwerk Hallendorf der Stahlwerke Peine-Salzgitter AG „ herangeführt auf Stahlgittermasten, verlegt ist. Die Leitung ist mit Aluminium in Drahtverseilung 3 x 120 mm² belegt.

Im Inneren des Schalthauses ist in der ersten Etage eine 30 kV Schaltmöglichkeit mit zwei Lasttrennern vorhanden, die es ermöglichen, jeweils einen der beiden 30 kV-Transformatoren oder auch beide zusammen zuzuschalten. Die Kurzschlußleistung an den 30 kV-Klemmen beträgt 400 MVA. Die Daten der Haupttransformatoren sind:

Nennleistung 6,3 MVA
Nennspannung 31/6,3 kV
Regelbereich $\pm$ 5 %

Die Transformatoren sind als Drehstromöltransformatoren für Freiluftaufstellung gebaut. Sie besitzen im Unterbau Tragschnäbel zum Einhängen und Verfahren in einem Tiefladefahrzeuggestell.

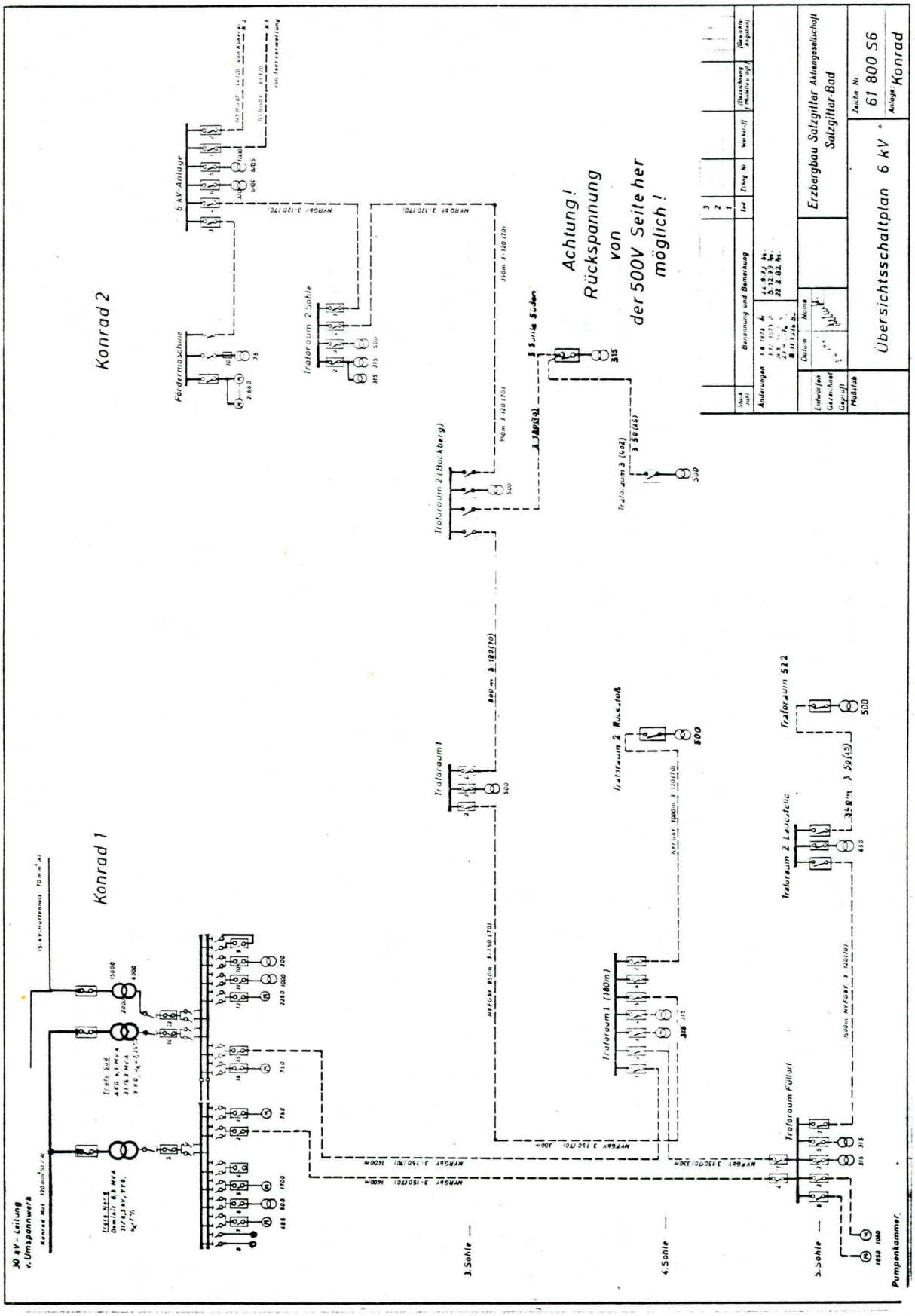


Fig. 2.1-4: 6 kV-Übersichtsschaltplan des über- und untertägigen Stromversorgungsnetzes.

Zur Reserveeinspeisung steht eine 15 kV-Freileitung aus der Hüttenringleitung der Stahlwerke Peine-Salzgitter AG zur Verfügung, die mit 70 mm² Aluminium in verseilter Ausführung belegt ist. Leistungsschalter befinden sich am Ende der Freileitung.

Der Drehstromöltransformator hat eine Leistung von 2 MVA bei einer Übersetzung 15/6 kV.

Die 6 kV-Schaltanlage über Tage ist als offene Schaltanlage ausgeführt. Sie besitzt ein Doppelsammelschienensystem mit Längs- und Quer-Kupplungsmöglichkeit. Jedes Feld ist mit zwei Sammelschienentrennschaltern und einem Expansions-Leistungsschalter, Fabrikat Siemens, ausgerüstet. Die Leistung der Schalter beträgt 400 MVA (Fig. 2.1-4).

Sämtliche Zu- und Abgangsfelder sind mit zwei Stromwandlern ausgerüstet. Jeder Leistungsschalter besitzt Überstrom- und Kurzschlußauslösung, die motorischen Abgangsfelder zusätzlich noch Nullspannungsauslösung. Die Speisung der Auslösekreise wird einer 220 V-Gleichstrombatterie entnommen. Diese Batterie wird aus dem 300 V-Drehstromnetz durch eine automatisch gesteuerte Gleichrichteranlage geladen. Die Betätigung der Trennschalter und Leistungsschalter erfolgt pneumatisch. Hierzu sind im Keller des Schalthauses zwei Kompressoren und entsprechende Druckluftbehälter aufgestellt. Einer der beiden Kompressoren ist an die 220 V-Gleichstrombatterie angeschlossen.

Die beiden Hauptverteilungen für 500 V- und 380 V-Netz sind im Keller des Schalthauses aufgestellt. Es sind Anlagen in gekapselter Ausführung. Von diesen beiden Stationen sind Kabel und Leitungen zu den Unterverteilungen verlegt. Bei den Unterverteilungen handelt es sich in der Hauptsache um gußgekapselte Verteilungen, Fabrikat Siemens.

2.1.3.5 Druckluftanlage

Die Schachtanlage Konrad war mit einem sehr leistungsstarken Druckluftsystem ausgerüstet, und zwar in einer Zeit, als noch sehr viele maschinelle Einrichtungen wie Beschickungs- und Ladeeinrichtungen, Winden der verschiedensten Art, Pumpen,

das gesamte Bohrsystem, Pickhammer, Schlagschrauber und andere Handgeräte mit Druckluft angetrieben wurden. Aus diesem Grunde waren sowohl auf Schacht Konrad 1 als auch Konrad 2 leistungsstarke Kompressorenanlagen erstellt worden. Die Anlagen waren durch das Grubennetz verbunden.

Im Laufe der letzten Betriebsjahre wurde fast ausnahmslos auf Maschinen und Geräte mit elektrischen Antrieben, dieselmotorischen Antrieben, elektrohydraulischen Antrieben und entsprechenden Kombinationen umgestellt. Druckluft wird z. Z. nur noch an wenigen Einrichtungen an den Füllorten des Schachtes 1 und an untergeordneten Geräten im über Tage-Bereich benötigt. Die Ausdehnung des Druckluftnetzes beschränkt sich demzufolge nur noch auf den übertägigen Bereich und den Bereich in unmittelbarer Schachtnähe. Aus diesem Grunde wurden die überalterten und unwirtschaftlichen Rotationskompressoren durch einen neuen Kompressor ersetzt. Dabei handelt es sich um einen sogenannten Schraubenverdichter des Fabrikates Mahle, Baujahr 1980.

Leistung: 630 m³/h, 8 bar, (0,8 MPa) Anschlußleitung 2 Zoll (50,8 mm)
Antrieb: elektromotorisch 75 kW, 500 V, 2950 U/min

2.1.3.6 Fernsprechanlage

Die Schachtanlage Konrad 1 ist mit zwei Posthauptanschlüssen versehen, die auf eine private Nebenstellenanlage für 15 Teilnehmer und zwei Verbindungssätze geschaltet sind.

Für den werksinternen Verkehr auch mit dem unter Tage-Bereich ist eine private Drahtfernmeldeanlage 0-100 vorhanden. Diese ist an eine 24 V-Batterie angeschlossen. Zur Hauptfernsprechanlage der Salzgitter AG in der Hauptverwaltung Drütte besteht eine Querverbindung, die vom Schacht Konrad 2 durch das untertägige Grubengebäude zum Verwaltungsgebäude Schacht Konrad 1 geführt ist. Dadurch ist es möglich, daß verschiedene wichtige Betriebspunkte unabhängig von den o. g. Anlagen angewählt werden können.

2.1.3.7 Heizungsanlage

Die Heizungsanlage ist im Schachthallenanbau untergebracht. Sie dient zur Beheizung sämtlicher Betriebsräume sowie zur Versorgung der Waschkaue und der anderen Waschräume mit warmem Wasser.

Die Anlage enthält einen Kessel zu 4,18 GJ/h und einen Kessel zu 2,71 GJ/h, die mit leichtem Heizöl EL, Viskosität max. 1.6 °E bei 20 °C, befeuert werden. Alle erforderlichen Sicherheits- und Regeleinrichtungen sind vorhanden. Bei den eingebauten Heizkörpern handelt es sich fast ausschließlich um Gußradiatoren. Für die Warmwassererzeugung und Speicherung sind zwei Warmwasserbereiter mit 2000 l und 3000 l Inhalt im Heizungsraum aufgestellt und mit Regel- und Beimischeinrichtungen versehen. Das Ausdehnungsgefäß mit 2000 l Inhalt ist auf dem Dach des Gebäudes neben dem Kamin angebracht.

Hinter dem Heizungsgebäude sind zwei Heizöltanks für je 30 m³ Leichtöl in einer Betonwanne aufgestellt, die ca. 75 % des Tankinhaltes aufnehmen kann.

2.1.3.8 Frisch- und Abwasserversorgung

Die Tagesanlagen am Schacht Konrad 1 werden von den Stahlwerken Peine-Salzgitter AG mit Trinkwasser über eine Leitung von 200 bzw 150 mm Ø versorgt.

Auf der Schachtanlage werden die Kauen- und Fäkalienwässer in eine Dreikammergrube geleitet, von da in die Abwasserleitung.

Für Regenwässer besteht ein gesondertes Leitungsnetz, das alle Gebäude und die Platzanlage bedient.

Grubenwässer werden nach über Tage in ein Rückhaltebecken mit zwei Kammern, Volumen ca. 80 m³, gepumpt.

Regen- und Grubenwässer werden in der gemeinsamen Leitung den Abwasser- und Kläranlagen der Stahlwerke Peine-Salzgitter AG auf dem Gelände des Werkes 1 zugeführt.

2.1.3.9 Elektrisches Geleucht

Die unter Tage beschäftigte Belegschaft ist mit elektrischen Grubenlampen ausgerüstet. Es handelt sich hierbei um dreizellige 6 V-Batterien mit Kopfleuchte. Im Schachthallenanbau ist neben dem Magazinraum im Durchgang ein Ladegestell für diese Kopflampen aufgestellt. Es ist versehen mit zwei Ladegleichrichtergeräten.

2.1.3.10 Fahrzeuge

Im übertägigen Bereich der Schachtanlagen Konrad 1 und 2 sind die folgenden werkseigenen Fahrzeuge eingesetzt:

Lkw:	Fabrikat Mercedes Type L608D, dieselmotorischer Antrieb 63 kW.
Pkw:	VW-Bus Transporter, Otto-Verbrennungsmotor 52 kW.
Gabelstapler:	Fabrikat Maxein, Tragfähigkeit 8 t, Lastschwerpunkt 600 mm, Dieselmotor 103 kW.
	Fabrikat Miag, Tragkraft 3,2 t, Dieselmotor 53 kW.
	Fabrikat Miag, Tragkraft 3,2 t, Dieselmotor 26 kW.
	Fabrikat Clark, Tragfähigkeit 3,0 t, Dieselmotor 33 kW.

2.1.3.11 Technische Einrichtungen und Maschinen in den Werkstätten

Die Ausrüstung der mechanischen Werkstatt besteht im wesentlichen aus verschiedenen Drehbänken, Bohr-, Schleif- und Fräsmaschinen, aus Schmiedeherd mit Lufthammer und Biegepresse sowie aus elektrischen Schweißgeräten. Zum Bewegen größerer Lasten ist ein Doppelträger-Laufkran vorhanden.

Tragkraft:	5 t
Spannweite:	17,50 m
Laufbahnhöhe:	6,62 m

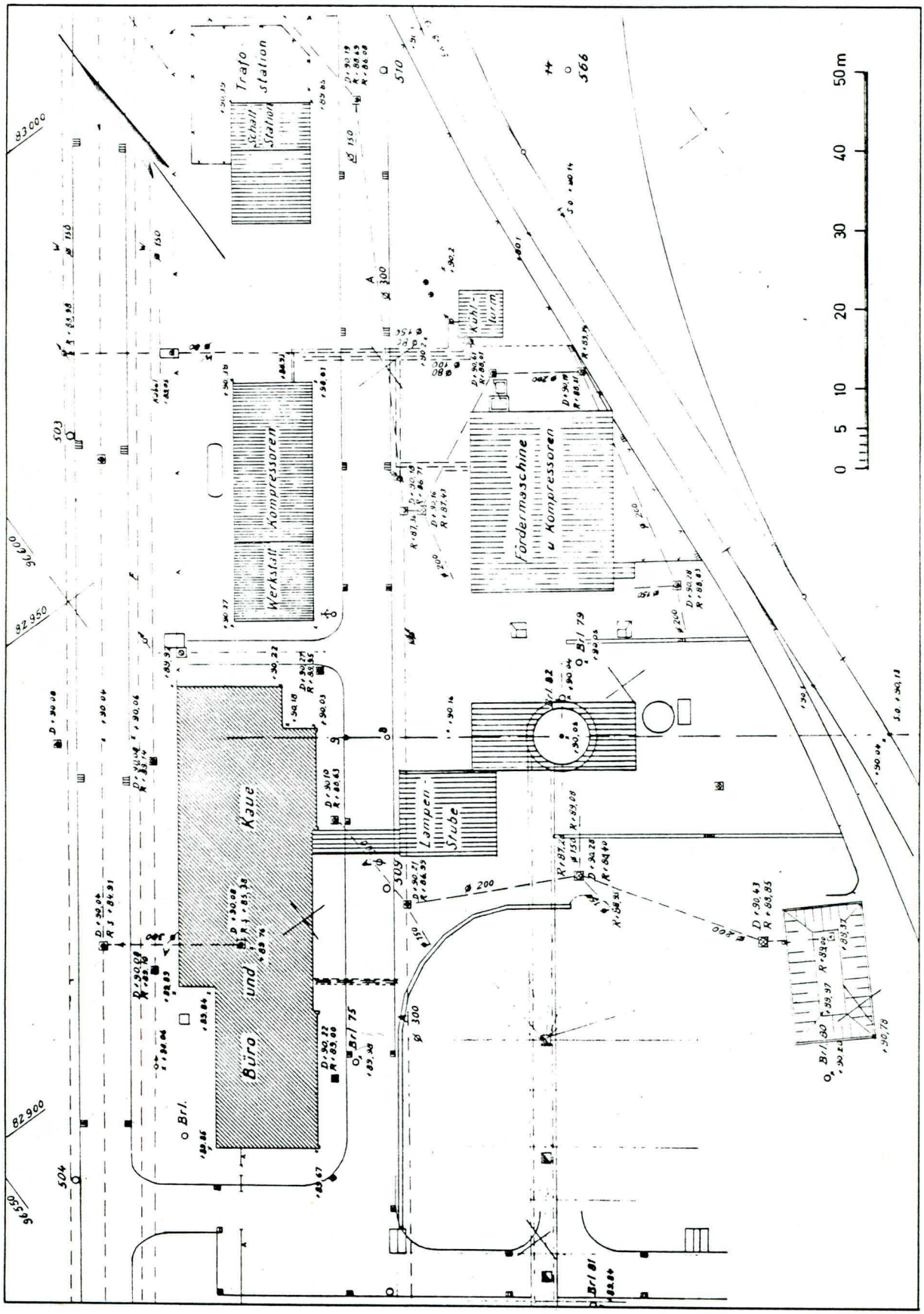


Fig. 2.2-1: Eisenerzbergwerk Konrad, Lageplan Schacht 2 (Stand 1976).

2.2 Tagesanlagen am Schacht 2

Am Schacht Konrad 2 wurden bereits 1960, noch vor Beginn des Schachtabteufens, das damalige Verwaltungs- und Kauengebäude errichtet. Nach der Beendigung des Abteufens im Oktober 1962 wurden die dem Abteufbetrieb dienenden Gebäude, die zwei Fördermaschinengebäude sowie das Abteufgerüst abgebrochen.

Ab 1963 wurden die Schachthalle mit Magazin und Lampenstube, das Fördermaschinengebäude und das Fördergerüst errichtet. Danach wurden nur noch geringe bauliche Veränderungen vorgenommen, wie z. B. die Einrichtung eines Übergangs von der Umkleidekaue zur Schachthalle und einer Markenkontrolle. Die zwei ehemals als Werkstatt und Kompressorenraum bzw. Magazin und Schaltstation dienenden Wellblechbaracken verblieben als Lagerhallen (Fig. 2.2-1).

2.2.1 Gebäude

Entsprechend wie die Beschreibung der Gebäude am Schacht 1 werden nachstehend vorzugsweise Funktion und Abmessungen der Gebäude erläutert. Bauart ist bis auf wenige Ausnahmen Stahlskelettbau auf Stahlbetonfundamenten. Die Dächer sind Ytong-Dachplatten mit Dachpappenauflage.

2.2.1.1 Schachthalle mit Anbau (Baujahr 1963)

Die Schachthalle umschließt das Führungsgerüst des Fördergerüstes bis zu einer Höhe von 8,60 m. Die Abmessungen betragen in Richtung Südost-Nordwest zum Kauengebäude (Länge) 21 m, in Richtung Südwest-Nordost zur Fördermaschine (Breite) 8,50 m und in der Höhe 8,60/8,90 m.

Das Stahlskelett steht auf Stahlbetonfundamenten. Die Seitenwände, Mauerwerk mit Klinkerverblendung, sind an beiden Querwänden bis zum Dach durchgezogen. An den Längsfronten sind sie von Stahlfensterrahmen durchbrochen, die nachträglich mit beschichteten Blechen versehen wurden. Die Dachflächenkonstruktion ist mit Ytong-Dachplatten und einer Dachpappenauflage gedeckt. Der Boden ist Betonboden. An drei Seiten, mit Ausnahme der Fördermaschinenseite, befinden sich Stahltore.

Der Anbau schließt versetzt zum Kauengebäude hin an. Ehemals als Magazin und Lampenstube vorgesehen, dient er heute nur noch als Handlager und Reparaturraum.

Abmessungen: Länge in Richtung auf Kauengebäude 12,50 m, Breite 10,80 m, Höhe 4 m/4,30 m.

2.2.1.2 Fördermaschinengebäude (Baujahr 1963/64)

Das Gebäude ist auf seiner ganzen Fläche unterkellert. Der Keller ist bis 1 m über Flur hochgezogen. Der dem Schacht zugewandte Teil des Gebäudes nimmt die Fördermaschine mit Steuer- und Regeleinrichtungen auf. In dem anderen Gebäudeteil, der nicht so hoch gehalten ist wie das Fördermaschinengebäude, dient der Keller als Hochspannungsschaltraum. Im Erdgeschoß war hier früher in einem Raum die ehemalige Kompressorenanlage untergebracht. In einem anderen Raum befindet sich heute noch der Hochspannungsschalter für die Fördermaschine sowie die Umschaltschütze und Läuferschütze.

In dem Fördermaschinenraum ist eine niveaugleiche Einfahrt für Lkw-Entladung vorhanden. Diese Einfahrt ist mit Stahltoren versehen.

Abmessungen: Im hohen Teil beträgt die Länge in Richtung Schacht 16 m, die Breite 18 m und die Höhe 10,50 m; im niedrigen Anbau die Länge 8 m, die Breite 18 m und die Höhe 5,20 m.

2.2.1.3 Verwaltungs- und Kauengebäude (Baujahr 1960)

Dieser Gebäudekomplex besteht aus den drei Teilen Verwaltungstrakt, Steigerkaue mit Jugendkaue, Sanitätsraum und Heizung sowie Mannschaftskaue (Schwarz-Weiß-Kaue). Der gesamte Komplex ist nicht unterkellert. Er ist in massiver Mauerwerkbauweise erstellt und verklinkert. Die Fenster sind Stahlverbundfenster mit doppelter Verglasung. Die Dachabdeckung aller Dächer besteht aus Wellasbestdachpappen auf Massivplatten bzw. Pfetten.

Der Verwaltungstrakt hat die Abmessungen: Länge 20 m, Breite 13,12 m, Höhe 3,69/4,69 m.

Die zum Schacht gerichtete Vorderfront des Steigerkauengebäudes verläuft in gleicher Flucht mit dem Verwaltungstrakt. Der Mittelteil mit der Schwarz-Weiß-Kaue hat eine höhere Dachkonstruktion mit pultförmigem Dach. Rückwärtig schließt dieser Teil in gleicher Flucht mit dem Verwaltungstrakt ab. Dahinter angesetzt ist ein Flachbau für Heizung sowie Wasch- und Duschräume der Steiger.

Abmessungen: Länge 20 m, Breite 17,67 m, Höhe 8,40/9,40 m bzw. 3,69/4,44 m in den niedrig gehaltenen Gebäudeteilen.

Die Schwarz-Weiß-Kaue ist auf der Breite von 13,12 m hochgezogen. Der dahinter befindliche flache Teil mit den Mannschaftsdusch- und Waschräumen liegt in Flucht mit dem flachen Anbau des Steigerkauengebäudes. Am Ende der Mannschaftskaue ist auf der Breitseite noch ein Flachbau angesetzt, der u. a. einen Aufenthaltsraum und eine Toilette beherbergt.

Abmessungen: Länge 17,93 m, Breite 17,67 m, Höhe im Bereich der Schwarz-Weiß-Kaue 8,40/9,40 m, in den flachen Anbauten 2,69/4,44 m.

In Verlängerung des Verwaltungs- und Kauengebäudes stehen noch zwei Lagerhallen. Es handelt sich dabei um Wellblechbaracken mit Stahlskelett und gewölbtem Wellblechdach. Sie sind auf Betonfundamenten aufgesetzt, der Hallenboden besteht aus Beton mit Zementestrich.

Abmessungen: Halle 1, Länge 32 m, Breite 10 m, Höhe 3/4,5 m.
Halle 2, Länge 16 m, Breite 10 m, Höhe 3/4,5 m.

2.2.2 Fördereinrichtungen am Schacht 2

2.2.2.1 Fördergerüst (Baujahr 1963/64)

Über dem Schacht Konrad 2 wurde ein einseitiges Strebengerüst des Fabrikats Salzgitter Stahlbau für eine Zweiseil-Gestellförderung mit Gegengewicht errichtet. Das Fördergerüst wurde für eine Betriebslast von 45 t erstellt. Erreicht werden Nutzlasten von 10 t. Das Gesamtgewicht des Fördergerüstes beträgt 97,2 t.

Das Bockgerüst besteht aus zwei bis zur Seilscheibenmontagebühne durchgehenden Nackenstreben und Riegeln in geschweißtem Kastenquerschnitt. Die Seilscheibenbühnenträger haben I-Querschnitt. Das Bockgerüst ist mit der unteren Seilscheibenbühne auf das Führungsgerüst aufgelegt, welches bis zur Höhe von ca. 10 m von der Schachthalle umschlossen ist. Oberhalb sind am Führungsgerüst außen umlaufende Treppen und zwei Bühnen befestigt. An der Nordseite des Gerüstes sind ca. 7,0 m hohe Tore zum Einbau von Gestell- und Gewichtskorb angebracht. In der Westseite ist ein Schlitz von 1 x 7 m mit Tor zum Einhängen von langen Teilen vorhanden. Die Seilscheibenmontagebühne ist mit einem Handlaufkran ausgerüstet.

Die beiden Doppelseilscheiben mit 4,00 m Durchmesser liegen in Tormitte übereinander und sind 1,36 m versetzt in der Seilebene.

An der Ostseite des Führungsgerüstes sind zum Oberseilwechsel zwei Seilscheiben in ca. 2 m Höhe angebracht (Fig. 2.2-2).

2.2.2.2 Schachtfördereinrichtung

Der Schacht ist nur im nordwestlichen Teil mit einer Fördereinrichtung belegt. Es handelt sich dabei um eine Zweiseil-Gestellförderung mit zweietagigen Förderkorb und Gegengewicht, eingebunden auf die 3. Sohle (983,3 m), mit Anschlägen am Spülbunker (668 m), 1. Sohle (778,8 m) und 2. Sohle (853,9 m) (vgl. Fig. 2.3-2).

Nutzlast:	10 t
Fahrweg:	983,2 m bis zur 3. Sohle
Fahrgeschwindigkeit:	8 m/s für Güterförderung und Seilfahrt

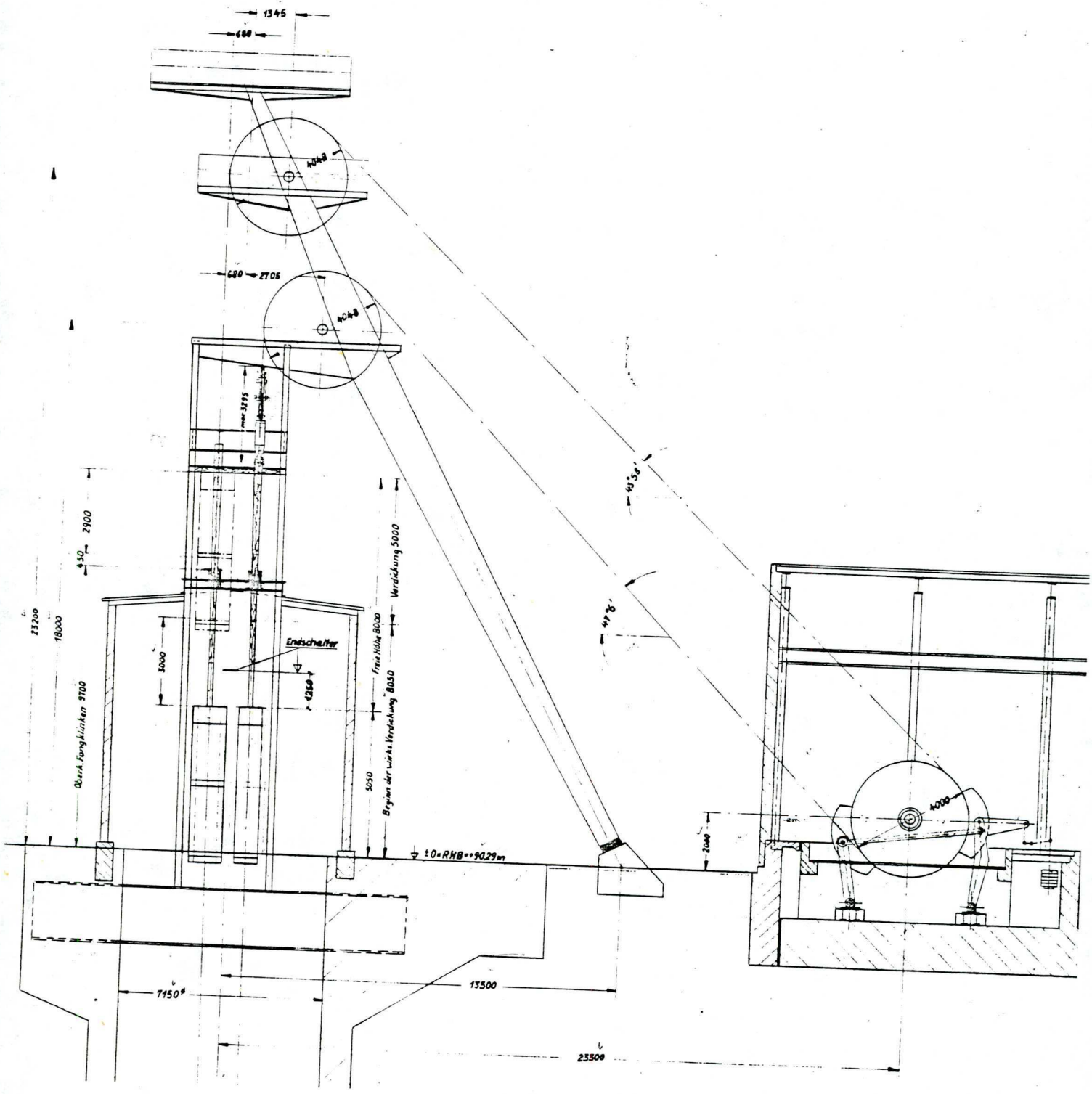


Fig. 2.2-2: Fördergerüst Schacht Konrad 2 (Bauzeichnung 1960).

Gewicht: 10,965 t einschl. Zwischengeschirr und Unterseilaufhängung.
Kopfseitige Rollenführung, eiserne Profilspurlatten.
2 Tragböden für je 2 kleine Förderwagen zu 1,4 m³ oder
20 Personen bei Seilfahrt.

Oberseile: Mit geringen Abweichungen wurden in den letzten Jahren je 2 Seile mit folgender Machart verwendet:

Außendurchmesser:	48 mm
Gesamtlänge:	2 x 1100 m
Rechnerisches Längengewicht:	78,5 N/m
Festigkeit:	1670 N/mm²

zweilagig, verzinkt, rechtsgängig, Kreuzschlag, Rundlitzen (6 Litzen).

Unterseile: 2 verzinkte Flachseile 125 x 21 mm, einfach genäht, 8 Schenkel zu je 4 Litzen zu je 7 Drähten mit 2,1 mm Ø.

Gesamtlänge:	2 x 1020 m
Rechnerisches Längengewicht:	76,5 N/m
Festigkeit:	1275 N/mm²

2.2.2.3 Fördermaschine

Die Koepe-Treibmaschine-Zweiseil-Fördermaschine, Baujahr 1962, wurde 1964 von der Schachtanlage Georg, Gesenk 6 umgesetzt und umgebaut. Der mechanische Teil wurde von der EPR, der elektrische Teil von der AEG geliefert. Sie ist für automatischen Betrieb eingerichtet.

Der mechanische Teil der Fördermaschine besteht aus einer Treibscheibe mit 4 m Durchmesser und zwei Bremsgrenzen, die über ein zweistufiges Stirnradgetriebe mit einem Übersetzungsverhältnis von 1 : 19 angetrieben wird. Zwischen den Motoren und dem Getriebe ist eine druckluftgesteuerte Doppelbackenbremse als Motormassenbremse eingebaut. Die Treibscheibe selbst ruht auf Gleitlagern.

Auf jeden der beidseitig der Seilläufe angeordneten Bremskränzen wirkt ein durch eine Zugstange verbundenes, diametral angeordnetes Pendel-Bremsbackenpaar, das

jedes für sich durch eine AEG-Einzylinder-Schnellschluß-Auslaßbremse betätigt wird. Diese Bremsen fungieren als Fahr- und Sicherheitsbremsen (Gewichts-Notbremsen).

Die Fördermaschine hat folgende Daten:

Fahrgeschwindigkeit:	8 m/s für Güterförderung und Seilfahrt
Eingestellte Verzögerung:	0,8 m/s²
Eingestellte Beschleunigung:	0,8 m/s²
Anfahrmoment bei Vollast:	22,5 kNm

Der elektromotorische Antrieb besteht aus zwei in Reihe gekuppelten untereinander austauschbaren Drehstrom-Asynchronmotoren mit Regulierschleifringläufern. Die Motoren haben folgende Kenndaten:

Nennleistung:	660 kw
Nennspannung:	6 kV
Nenndrehzahl:	740 U/min

Gesteuert werden die Fördermotoren über zwei Fahrwiderstände, die von einem Steuerschalter über Zeitrelais, Hilfs- und Hauptstützen stufenweise geschaltet werden. Der Steuerstand befindet sich mitten vor der Treibscheibe. Im Steuerpult befindet sich der elektrische AEG-Fernteufenanzeiger, der in zwei Bahnen mit zusätzlicher Feinanzeige für jede Bahn ausgeführt ist. Der Antrieb erfolgt durch eine elektrische Welle vom Fahrtregler.

Durch einen elektrischen Fahrtregler wird eine falsche Handhabung der Maschine, z. B. beim Anfahren in falscher Richtung, zu schnelles Anfahren aus der tiefsten Sohle, zu spätes Umsetzen in der Nähe der Rasenhängebank verhindert. Beim Überfahren der Hängebank wird die Maschine durch Auslösen der Sicherheitsbremse stillgesetzt. Der Fahrtregler selbst arbeitet mit einem Soll-Istwert-Vergleich über einen Vor- und Hauptmagnetverstärker auf den Bremskreis der elektropneumatischen Bremskraftregelung.

Als selbsttätige Überwachung ist ein Sicherheitsstromkreis in Ruhestromschaltung vorhanden, bei dessen Unterbrechung als Folge einer Störung in der Anlage die Maschine sofort stillgesetzt wird.

Die Schachtsignalanlage des Fabrikats Siemens & Halske besteht aus:

Einschlagwecker-Signalanlage
Schachthammer-Signalanlage
Korbtelefonie mit Signalgabe
Notsignal
Schachtfernsprecher
Registriereinrichtung
Stromversorgung für 110 V Gs mit automatischer
Erdschluß- und Isolations-Meßeinrichtung

Durch Drucktasten sind folgende Betriebsarten einschaltbar:

Einkorbbetrieb Handsteuerung
Schachthammer
Einkorbbetrieb Automatik-Steuerung
Revision mit Automatik-Steuerung

Die Fördermaschinenanlage entspricht mit allen ihren Elementen und in allen Funktionen den Vorschriften des Oberbergamtes Clausthal-Zellerfeld und wird nach den darin enthaltenen Auflagen von unabhängigen Sachverständigen (TÜV) untersucht und vom Werkspersonal regelmäßig geprüft.

2.2.2.4 Technische Einrichtungen in der Schachthalle

Beschickungseinrichtungen, Seilfahrtkeller oder Bühne sind in der Schachthalle nicht vorhanden. Zum Auf- und Abschieben von Förderwagen existieren an der Gestellkorbseite Gleise und kurze Schwenkbühnen. Ein Lastkran ist in der Schachthalle nicht vorhanden.

An der Südseite der Schachthalle steht etwas abgesetzt der Grubenlüfter, der die Aufgabe hat, die ausziehenden Wetter unter der RHB aus dem Schacht abzuziehen. Der Ansaugkanal zum Schacht führt unter der Schachthalle hindurch. Der Axiallüfter hat folgende technische Daten:

Flügeldurchmesser:	4,0 m
Zahl der Flügel:	10 Stück, im Stillstand verstellbar
Leistung:	12.000 m³/min bei 28 mm WS (280 Pa), 320 U/min
Antrieb:	polumschaltbarer Drehstrommotor 60/60 kW, 500 W, 975/1480 U/min, einstufiges Kegelradgetriebe i = 2,34 : 1

Im Fördermaschinenraum ist zum Aus- und Einbau schwerer Aggregate der Fördermaschine ein Montagekran des Fabrikats A. Hagmann, Hannover, mit nachstehender Spezifikation eingebaut:

Baujahr:	1964
Tragkraft:	10,0 t
Kranart:	Einträgerbrückenkran mit Flurbedienung
Hubhöhe:	6,50 m
Spannweite:	16,50 m
Antrieb:	Kran- und Katzfahrwerk für Handbetrieb
Hubwerk:	Neuhaus-Druckluftzug für 10 t, Baujahr 1964

2.2.3 Technische Einrichtungen über Tage

2.2.3.1 Bahngleisanschluß am Schacht

Unmittelbar nebem dem Schacht Konrad 2 auf der Ostseite bzw. im weiteren Verlauf auf der Südostseite ist ein Anschlußgleis vorhanden. Es ist beidseitig an das Netz der Verkehrsbetriebe der Stahlwerke Peine-Salzgitter eingebunden. Eine besondere Lademöglichkeit mittels Kran besteht nicht. Lasten können also von diesem mit dem Schachtplatz niveaugleichen Gleis nur mittels Mobilkran bewegt werden. Für den früher durchgeführten Spülversatz ist in Höhe der Sandaufhaldungsanlage eine Abkippvorrichtung für Sand vorhanden, die heute jedoch nicht mehr benutzt wird (Fig. 2.2-1).

2.2.3.2 Stromversorgungsanlagen der Schachtanlage Konrad 2

Schachtanlage Konrad 2 ist über zwei 6 kV Zuleitungskabel an das Hochspannungsnetz

der Hütte angeschlossen. Das eine Kabel führt von der Teerverwertung, das andere von der Kokerei zum Schacht Konrad 2. Die 6 kV-Schaltstation befindet sich im Keller des Fördermaschinengebäudes. Es ist eine gekapselte Anlage mit sechs Schaltschränken Fabrikat Siemens und einer Kurzschlußleistung von 200 MVA. Von dieser Schaltanlage führt ein 6 kV-Kabel durch den Schacht Konrad 2 in das Grubengebäude. Es ist eine beiderseitige Einspeismöglichkeit für Schacht Konrad 1 und Schacht Konrad 2 gegeben (Fig. 2.1-4).

Ein weiterer Abgang dieser Schaltanlage führt zur Fördermaschine. Zwei Abgänge führen zu den übertägigen Transformatoren.

An der Längsseite des Fördermaschinengebäudes zur Gleisanlage hin befindet sich die Freilufttransformatorenstation. Es stehen dort zwei Drehstromöltransformatoren:

6/0,5 kV, 750 kVA
6/0,5/0,4 kV, 320 kVA

Die Niederspannungsverteilung für 500 V und 380 V befinden sich ebenfalls im Keller des Fördermaschinengebäudes. Sie sind als gekapselte Anlagen ausgeführt.

2.2.3.3 Fernsprechanlage

Da die Schachtanlage Konrad 2 auf dem Hüttengelände der Stahlwerke Peine-Salzgitter liegt, ist sie direkt in die dortige Drahtfernmeldeanlage der Stahlwerke Peine-Salzgitter mit einbezogen. Über diese besteht die Möglichkeit, in das Netz der Deutschen Bundespost geschaltet zu werden. Über eine untertägige Verbindung ist Konrad 2 mit Konrad 1 verbunden und an die dortige Drahtfernmeldeanlage 0 - 100 angeschlossen. Über einen Anschluß dieser Anlage besteht ebenfalls die Möglichkeit, in das öffentliche Netz zu sprechen.

2.2.3.4 Heizungsanlage

Die Heizungsanlage befindet sich im Steigerkauentrakt. Eingebaut sind zwei Kessel zu je 0,32 G cal/h, die mit leichtem Heizöl befeuert, aber auch auf Festbrenn-

stoffe umgestellt werden können. Der Heizöllagertank umfaßt 30 m³, er ist unterirdisch mit ca. 1,00 m Erdüberdeckung auf einer Sandschicht gelagert.

2.2.3.5 Frisch- und Abwasserversorgungsanlage

Schachtanlage Konrad 2 ist in das Frischwasser-Versorgungsnetz der Hütte mit einbezogen. Die Lieferung erfolgt über eine Leitung von 150 mm bzw. einen Abzweig von 80 mm Durchmesser zum Schachtgelände.

Regen- sowie Kauen- und Fäkalienabwässer werden direkt zu der in unmittelbarer Nähe gelegenen Abwasser- und Kläranlage der Hütte geleitet.

2.2.3.6 Spülversatzanlage

Schacht Konrad 2 diente in der ersten Phase des Abbaus dem Spülversatz. Dementsprechend war über Tage eine Sandhaldenanlage vorhanden. Diese Anlage bestand aus dem Abkippbunker unmittelbar am Bahngleis, einem unter ca. 22° ansteigenden Band, einer auf zwei Rohrböcken liegenden horizontalen Bandbrücke mit Reversierband und dem unter Niveau liegenden Abzugsbandkanal mit Gummigurtförderer. Der Gummigurtförderer übergab den unter der Halde abgezogenen Sand den Sandfallbühnen im Schacht Konrad 2. Die Anlage besteht in ihrem Hauptkonstruktionsteil noch, da sie jedoch nicht mehr benutzt wird, sind Einzelteile bereits abgebaut.

2.3 Schächte und Aufschlußbohrungen

In den folgenden Teilkapiteln werden die beiden Schächte Konrad 1 und 2 und die im Bereich des engeren Grubenfeldes Konrad stehenden Aufschlußbohrungen allein aus technischer Sicht beschrieben. Damit soll ein kurzer Überblick über die vorhandenen Anlagen und Einrichtungen sowie deren derzeitiger Zustand gegeben werden.

Die genaue Lage der Schachtansatzpunkte und die Lage der Aufschlußbohrungen sind im Standortkapitel eingehend beschrieben und in Kartenausschnitten dargestellt

(Vgl. Teil A, Kapitel 1/2). Die bergmännischen Erfahrungen und Maßnahmen beim Abteufen der Schächte sind unter dem Kapitel Lagerstättenaufschluß und Bergwerkshistorie (vgl. Teil A, Kapitel 1) eingehend beschrieben. Im übrigen sind wesentliche Angaben auch im Sammelwerk Deutsche Eisenerzlagerstätten, Band II, im Aufsatz von H. Kolbe und P. Simon (1969) "Die Eisenerze im Mittleren und Oberen Korallenoolith des Gifhorner Troges" zu finden. Sofern es zum Verständnis der bergtechnischen Zusammenhänge nicht unbedingt erforderlich ist, wird hier auf eine Beschreibung der mehr bergbau- und lagerstättenbezogenen Aspekte verzichtet.

2.3.1 Schacht Konrad 1

Der Schacht Konrad 1 dient als Hauptförder-, Seilfahrts- und einziehender Wetterschacht. Er nimmt die Hauptstromversorgungskabel für das Grubengebäude auf und auch die Steigeleitung, die von der Pumpenkammer 5. Sohle nach über Tage führt. Außerdem ist in ihm eine Druckluftleitung bis zur 5. Sohle eingehängt. Im südlichen und nördlichen Trumm ist jeweils eine Gestellfördereinrichtung eingebaut.

Der Schacht hat einen lichten Durchmesser von 7 m und eine Teufe von 1232 m. Insgesamt beträgt sein Volumen 47389 m³ brutto. Die Ausmauerung besteht bis 100 m Teufe aus Ziegelmauerwerk, von dort aus wurde mit Betonformsteinen gemauert, wobei jeweils in Abteufabschnitten von 8 bis 33 m Mauerfüße aus Ziegelsteinen gesetzt wurden. Die Mauerwandstärke beträgt 500 mm (Fig. 2.3-1).

Die Einstriche bestehen aus Eichenkantholz 200 x 200 mm und sind im Abstand von 1500 mm eingebracht. Auf der Westseite sind sie in das Mauerwerk eingelassen, auf der Ostseite liegen sie auf Stahlkonsolen. Der horizontale Abstand der Einstriche beträgt 4010 mm. Die Mitteleinstriche zwischen dem südlichen und nördlichen Trumm bestehen aus Eichenkantholz 210 x 210 mm. Sie sind auf die o. a. Einstriche aufgelegt und befestigt. Die Randeinstriche auf der Südseite bestehen ebenfalls aus Eichenkantholz 210 x 210 mm und sind in das Mauerwerk eingelegt.

Der Fahrschacht befindet sich auf der westlichen Schachtseite. Im Abstand von 6 m sind Ruhebühnen eingezogen, die aus Metallrosten bestehen. Jeweils oberhalb der Bühnen ist der Fahrschacht mit Brettern auf Luke verschlagen.

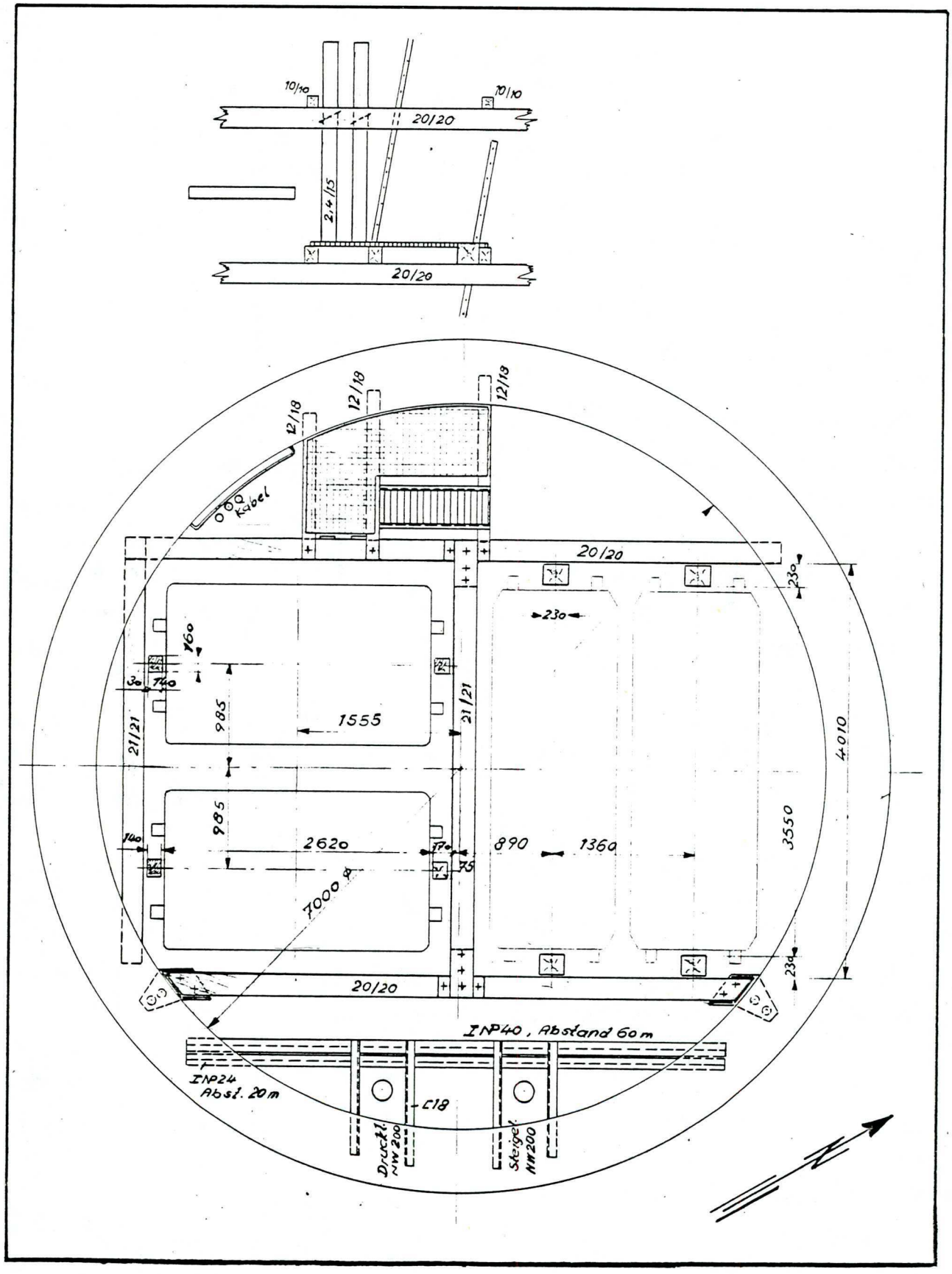


Fig. 2.3-1: Schachtscheibe Konrad 1 (derzeitiger Zustand).

2.3.1.1 Technische Einrichtungen im Schacht 1

Im nördlichen Trumm des Schachtes ist eine Gestellförderung mit zwei dreietagigen Körben für 18 t Nutzlast eingehängt. Die Spurlatten sind aus 200 x 230 mm Karri- und Jarrah-Holz. Die Körbe werden kopfseitig mittels Gleitschuh in den Spurlatten geführt. Aufschiebe- bzw. Abschiebeeinrichtung der Förderwagen ist Ost-West.

Das südliche Trumm besitzt eine Gestellförderung mit zwei zweietagigen Körben für 4,6 t Nutzlast. Die Spurlatten aus Karri-Holz haben die Abmessung 140 x 160 mm. Die Körbe werden mittels Gleitschuh in den Spurlatten geführt. Die Beschickungseinrichtung liegt einseitig nur auf der Südseite.

Für die Befestigung von Rohrleitungen ist auf der ostwärtigen Schachtseite im Abstand von ca. 700 mm von der Schachtwandung zur Schachtmitte hin jeweils im senkrechten Abstand von 60 m ein Breitflanschträger IP40 beidseitig eingelassen. Auf diesem Träger sind Konsolen aufgelegt, die andererseits in der Schachtmauerung eingelassen sind. In diesen Konsolen ist auf der südlichen Schachtseite die Druckluftleitung NW 200, auf der nördlichen Seite die Steigeleitung für Grubenwässer NW 200 verlagert.

Für Schachtkabel sind unmittelbar neben dem Fahrschacht im Abstand von 6 m Kabeleisen eingelassen. An diesen Kabeleisen sind folgende Kabel befestigt:

1 Hochspannungskabel, Type NYRGbY, 3 x 150 (70) mm², 3,5/6 kV durchgeführt bis zur 5. Sohle, dort eingeschleift in 6 kV Schaltstation am Füllort.

1 Hochspannungskabel, Type NYRGbY, 3 x 150 (70) mm², 3,5/6 kV durchgeführt bis zur 4. Sohle, dort eingeschleift in 6 kV Schaltstation im Schachtquerschlag.

Beide Kabel sind bei 561 bzw. 578 m gemufft. Die Muffen sind von Fahrbühnen erreichbar.

1 Hochspannungskabel, Type NYFGbY, 3 x 150 (70) mm², 3,5/6 kV
Zwischenverbindung zwischen der 4. und 5. Sohle

1 Hochspannungskabel, Type NYFGbY, 3 x 150 (70) mm², 3,5/6 kV
Stromversorgung von 4. Sohle aufwärts zur 3. Sohle

1.300 m Schachtsignalkabel für nördliche Förderung
Type S - YMb - Y $\frac{60 \times 1 \times 1,4}{4 \times 2 \times 0,8}$
eingeschleift in den Füllörter der 3., 4. und 5. Sohle

1.200 m Schachtsignalkabel für südliche Förderung
Type GS - Y(K) YbY $\frac{86 \times 1 \times 1,4}{4 \times 2 \times 0,8}$
eingeschleift in Füllörter der 3., 4. und 5. Sohle

1060 m Fernsprechkabel, Type S - YCYb $\frac{81 \times 2 \times 0,8}{20 \times 1 \times 1,4}$

Zwischen 5. und 4. sowie 3. Sohle Grubenbahnkabel, Type NYFGbY 1 x 300 mm²
0,6 / 1 kV

2.3.1.2 Sohlen und Örter am Schacht Konrad 1

Bei 198 m Teufe existiert aus der Abteufarbeit ein Pumpenort. Füllort 3. Sohle (1000 m-Sohle).

Für das nördliche Trumm ist die Sohle nach Westen hin ausgesetzt mit dem Rückstoß, nach Süden hin mit dem Abgang zur Strecke. Ungefähr 10 m nördlich der Schachtmitte besteht eine Umfahrung vom Rückstoß zur Strecke, die dem Wagenumlauf dient. Der Füllortausbau besteht aus Streichmauern mit Trägern, dazu in Richtung Rückstoß und Strecke mit aufgesetztem Türstock. Der Wagenumtrieb ist sowohl mit Streichmauern und Türstock sowie mit Pokalbauen ausgebaut.

Im nördlichen Trumm ist das Füllort der 3. Sohle wie auch das der anderen beiden angeschlossenen Sohlen mit Beschickungseinrichtungen für zweitrümmige Gestellfördereinrichtung mit 3 x 2 Förderwagen zu je 1,4 m³ Inhalt ausgerüstet. Im Schacht-

bereich sind Schachtstühle eingebaut, an denen u. a. die Spurlatten, die Eckführung und die Schachttore im Bereich der Spurlattenunterbrechung befestigt sind. Die technischen Einrichtungen entsprechen den Beschickungseinrichtungen an der RHB. Es sind folgende elektrohydraulisch angetriebenen Einrichtungen vorhanden:

4 Schwingbühnen, 2 Förderwagen-Aufschiebevorrichtungen, 2 Rücklaufsperren, 2 hydraulische Hakensperren (Schachtsperren), 2 hydraulische Abteilsperren, 2 Förderwagenabziehvorrichtungen, 4 Schachttore (Kipptore), dazu eine Hydraulik-Antriebsstation.

Die Anlage wird elektrisch von einem separat aufgestellten Steuerpult bedient.

Für das südliche Trumm ist nach Süden hin lediglich eine schmale Umfahrung am Schacht vorhanden, die in Höhe der Abteilsperre in die Strecke einmündet. Eine Beschickungseinrichtung für die südliche Gestellförderung gibt es nicht, ebensowenig wie im südlichen Trumm der 4. und 5. Sohle.

Das Füllort auf der 4. Sohle (1100,8 m Teufe) ist unmittelbar am Schacht mit Streichmauern und aufgesetzter Rundmauerung ausgebaut. Im westlich liegenden Rückstoß ist auf die Streichmauern ein Türstockausbau aufgesetzt, das gleiche gilt für den Streckenabgang. Der Wagenumlauf ist auf dieser Sohle mit in das Füllort einbezogen, d. h. er verläuft auf der nördlichen Seite unmittelbar am Schacht. Die Beschickungseinrichtungen entsprechen denen der 3. Sohle.

Am südlichen Trumm ist das Füllort auf der Breite der beiden Förderkörbe nach Süden hin ca. 8 m ausgesetzt. Von diesem Ort führt nach Osten hin eine Strecke, die in ca. 100 m Entfernung in die 4. Sohle einmündet. Da über das südliche Trumm des Schachtes und die 4. Sohle sämtliche Fahrzeuge und die großen Maschinenteile in das Grubenrevier befördert werden, sind dieses Füllort und die daran anschließende Strecke in einem Querschnitt von ca. 4 m Breite und ca. 5 bis 6 m Höhe gehalten. Firste und Stöße dieser im Hangenden liegenden Strecke sind geankert. Für den Fall der Errichtung eines Endlagerbetriebes ist die 4. Sohle mitsamt der Füllorte für den Transport der Abfallgebinde vorgesehen.

Beim Füllort 5. Sohle (1199,9 m Teufe) ist im Gegensatz zu den beiden oberen Sohlen die Strecke nach Westen hin angesetzt, der Rückstoß befindet sich auf der ostwärtigen Seite des Schachtes. Das Füllort steht im Liegenden des Lagers. Die abgehende Strecke erreicht nach ca. 50 m das Erzlager. Hier zweigt nach Norden und Süden die 5. Sohle ab. Aus dem kurzen querschlägigen Streckenabschnitt ist nach Norden hin ein Ort zur Unterbringung der 6 kV Schalt- und Transformatorenstation angesetzt, das in die Pumpenkammer einmündet. Der gesamte Füllortbereich mit Rückstoß und Schachtquerschlag steht in Streichmauern mit aufgesetztem Türstock.

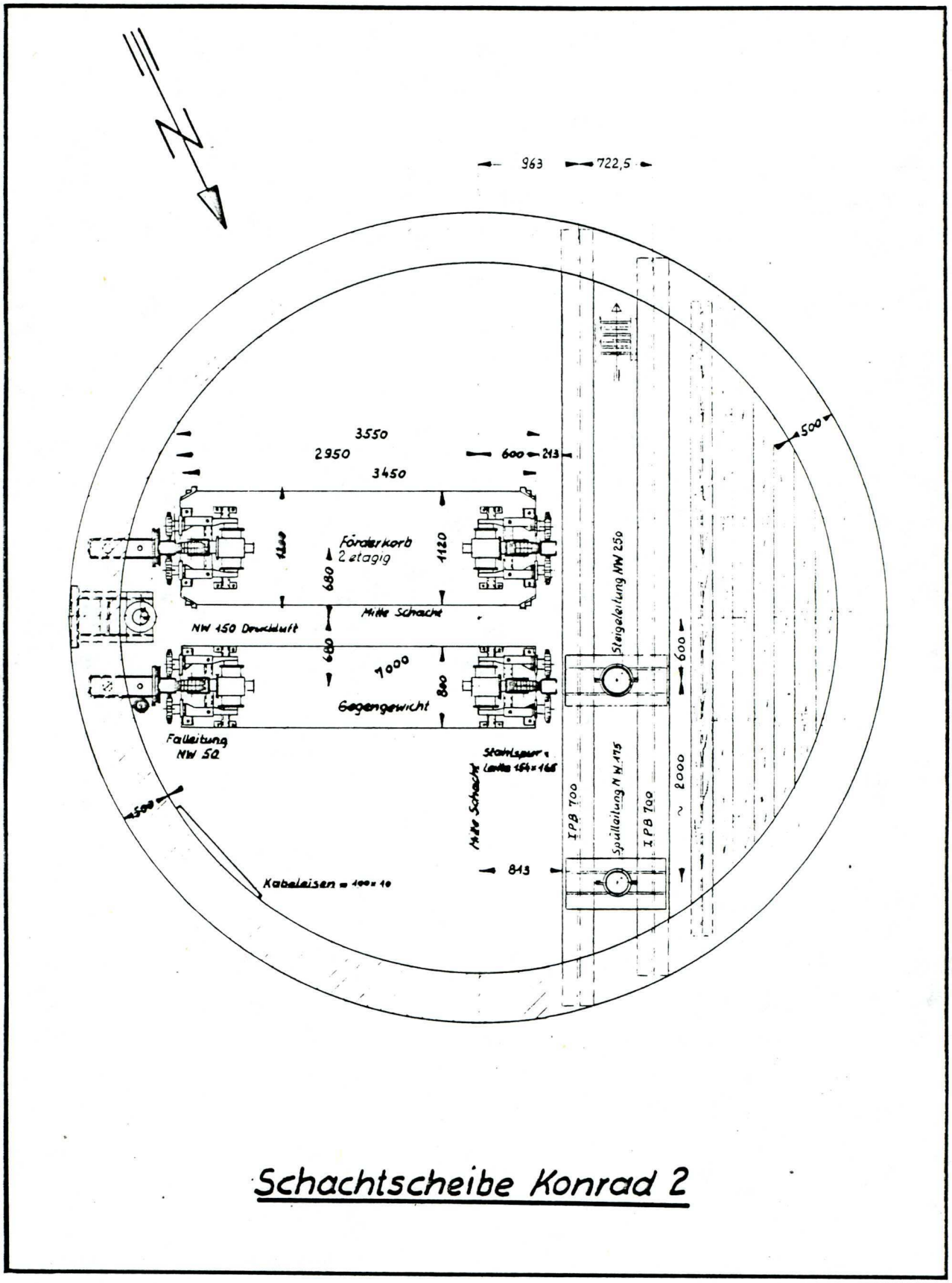
Die technische Ausführung der Beschickungseinrichtung entspricht der der oberen Sohlen. Schachttore und Schwingbühnen sind z. Z. noch druckluftbetätigt, alle anderen Antriebe und Einrichtungen werden elektrohydraulisch betätigt.

Am südlichen Trumm ist das Füllort in Breite der beiden Förderkörbe ausgesetzt und geht in eine Strecke über, die in ca. 100 m Entfernung zur südlichen Strecke der 5. Sohle führt. Der Querschnitt dieses Durchhiebes beträgt ca. 2 x 3 m, in ihm ist ein Grubenbahngleis mit Fahrdraht verlegt.

Der Schachtsumpf befindet sich bei 1232 m Endteufe.

2.3.2 Schacht Konrad 2

Schacht Konrad 2 ist ausziehender Wetterschacht und war ehemals Spülschacht. Er ist nicht als Förderschacht konzipiert, besitzt jedoch eine Fördereinrichtung, mit der Personen-und Materialfahrten durchgeführt werden können. Diese Förderung besteht aus Korb- und Gegengewicht und befindet sich im westlichen Teil des Schachtes. Im ostwärtigen Teil des Schachtes waren als Spülversatzeinrichtungen im oberen Teil die Sandfallbühnen und im unteren Schachtbereich die Rohrleitungen untergebracht. Da kein Spülversatz mehr betrieben wird, werden die Sandfallbühnen in absehbarer Zeit ausgebaut. Die im unteren Bereich des Schachtes eingehängten Rohrleitungen werden zum Ableiten der Kondenswässer aus den Treufelrinnen des Schachtes benutzt (Fig. 2.3-2).



Schachtscheibe Konrad 2

Fig. 2.3-2: Schachtscheibe Konrad 2 (derzeitiger Zustand).

Der Schacht 2 wurde durch 35 m mächtige quartäre Lockersedimente als Senkschacht im Druckkammerverfahren (Caisson-Verfahren) geteuft. Hierbei ließ man den Senkkörper (Fig. 2.3-3) in das zu durchteufende Gebirge absinken. Der Senkkörper, der die geschlossene Schachtwandung darstellte, war unten offen und zwecks besseren Eindringens in die Sohle mit einem Schneidschuh versehen. Das Niedersinken geschah durch das Eigengewicht des Körpers bzw. durch Wegnahme des Gesteins unter dem Schneidschuh und innerhalb der Schachtröhre. Der Außendurchmesser des Schneidschuhs war ca. 10 - 20 cm größer als der des Senkkörpers, um so zwischen Gebirge und Senkkörper einen Ringraum zu schaffen, der zunächst mit einer Gleitflüssigkeit (thixotroper Mantel) ausgefüllt und später einzementiert wurde. Um das Wasser fernzuhalten, wurde eine Art Taucherglocke im unteren Teil des Senkkörpers eingebaut, die zur Sohle offen war und die unter Überdruck stand. Mannschaften und Material wurden durch eine Schleuse über Tage transportiert. Beim Erreichen des Festgesteins bei etwa 35 m Teufe wurde der Senkkörper festgesetzt und der Schacht mußte durch Bohr- und Schießarbeit weiter geteuft werden, da das Senkschachtverfahren nur im Lockergestein anwendbar war.

Der Schacht wurde in einem Durchmesser von 7 m mit Betonformsteinen ausgebaut. Diese Ausmauerung wurde auf der ins Gebirge eingelassenen Ziegelmauerung aufgesetzt, die in Abständen von 8 bis 40 m gesetzt wurde. Bei 470 m Teufe wurde im Bereich des Hilssandsteins ein Zusatzausbau eingebracht (Fig. 2.3-4). Bei einer Endteufe von 997,5 m besitzt der Schacht ein Bruttovolumen von 38.306 m^3.

Nach dem Abteufen des Schachtes Konrad 2 wurde der Bereich des Hilssandsteins nochmals abgedichtet. Dazu wurde die Schachtwandung in einer Teufe von 466,3 bis 470,9 m zum Teil geöffnet und der Hilssandstein bis auf 3,3 m ab Schachtinnenkante aufgewältigt. Danach wurden die Stöße geankert, mit Maschendraht gesichert und torkretiert. Am Hilssandstein blieb eine Schotterfuge, davor wurde eine Abschlußmauer von etwa 50 cm Stärke aus Betonformsteinen gesetzt (Fig. 2.3-4).

Im Liegenden des Hils wurden Entlastungsrohre eingesetzt, die bis in den Bereich der Schotterfuge reichten und die einen kontrollierten Ablauf des Hilswassers während der Abdichtarbeiten möglich machten. Die Schachtwandung konnte nun wieder hochgezogen werden, ein Anschlußmauerwerk an die alte Schachtwand wurde erstellt und der Hohlraum zwischen Schachtwand und Betonformsteinmauer wurde in sieben

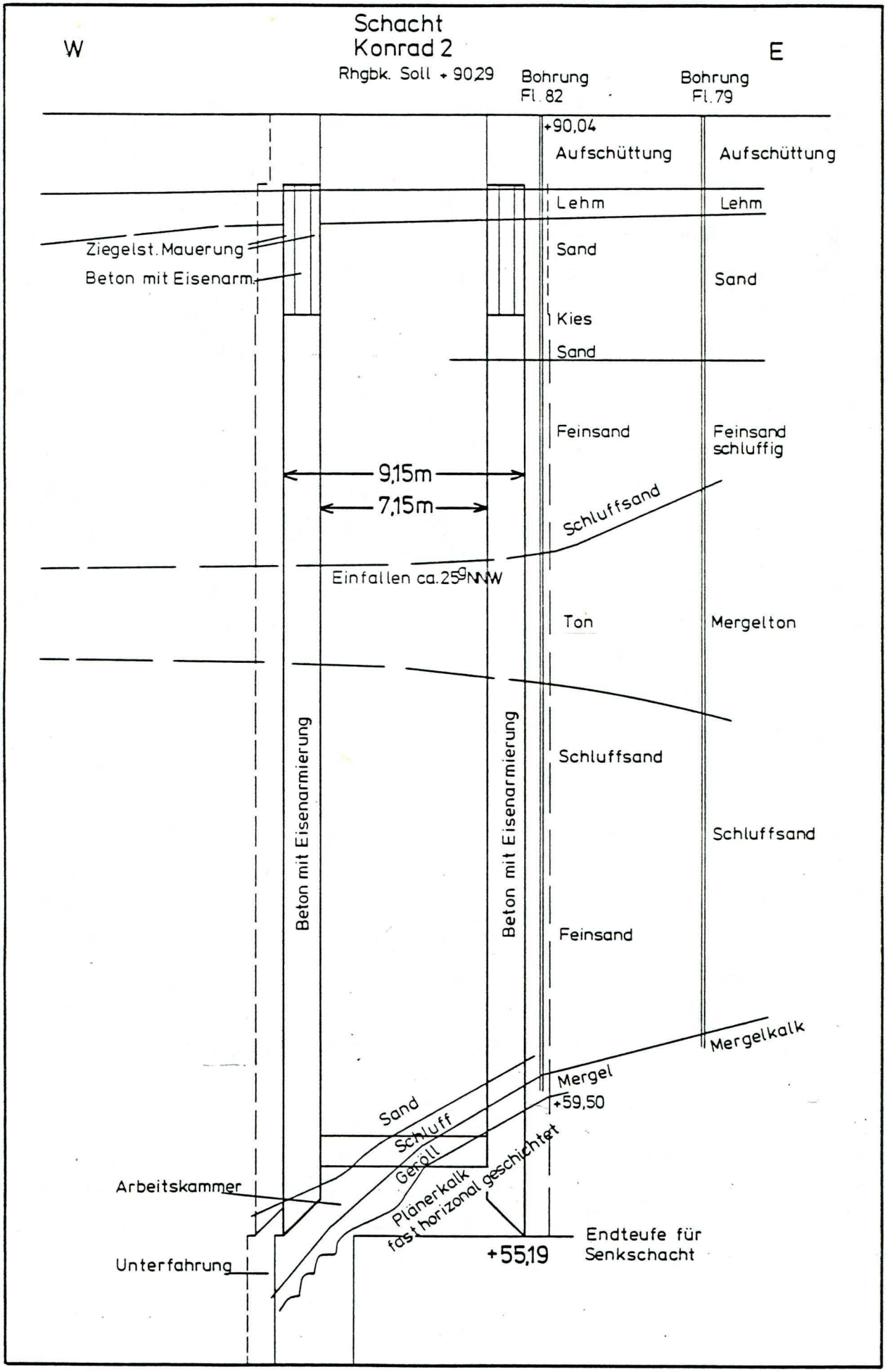


Fig. 2.3-3: Darstellung des Senkschachtbereiches im Schacht Konrad 2 einschließlich der Petrographie der durchteuften Lockersedimente.

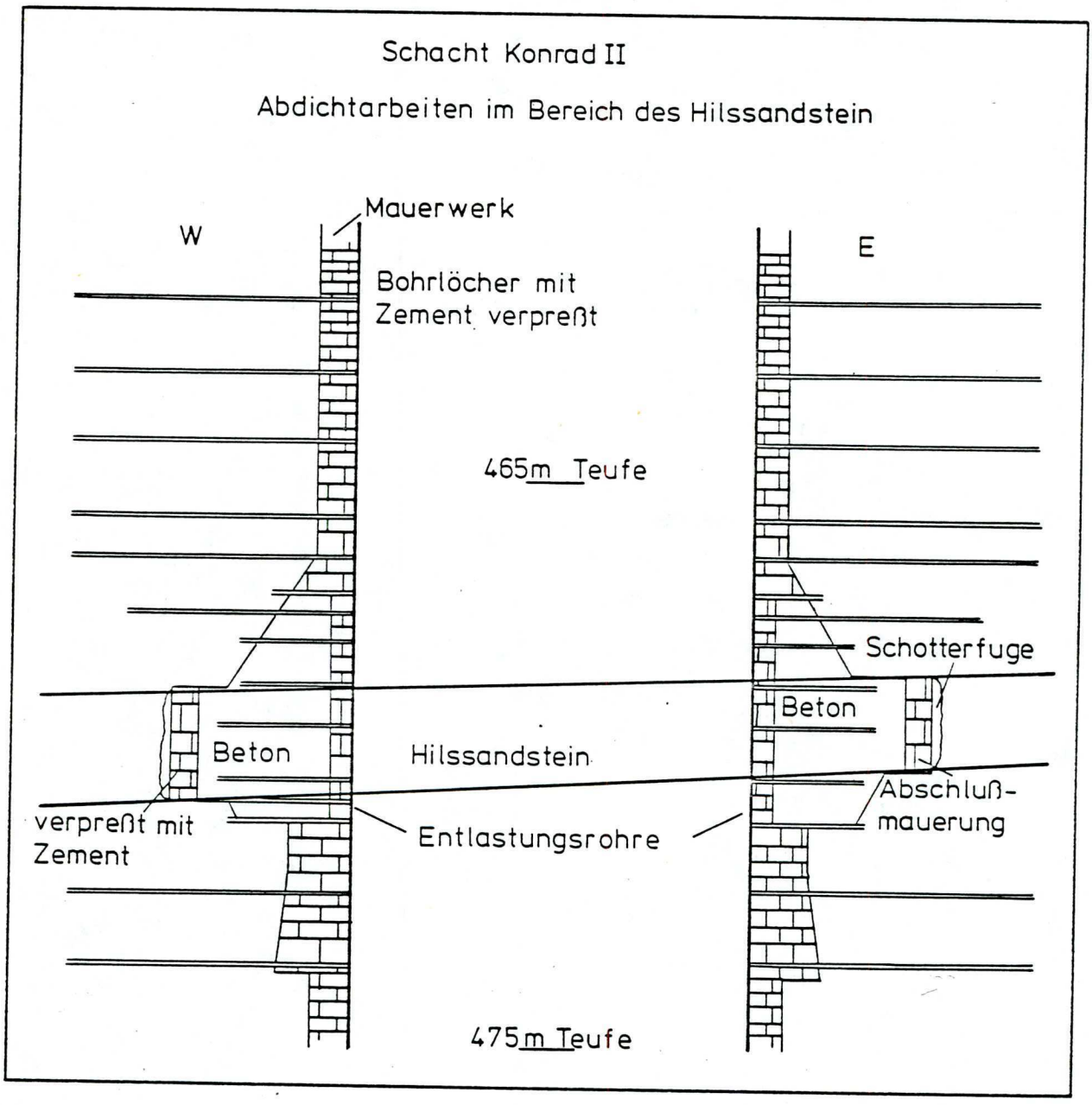


Fig. 2.3-4: Schema der Ausmauerung und Abdichtung im Bereich des Hilssandsteins in Schacht 2.

Abschnitten mit über 200 m³ Beton insgesamt ausgefüllt. Nach jedem Betonierabschnitt wurde ein Kranz von Rohren eingebracht (sieben Kränze insgesamt), durch die nach Abschluß der Betonierarbeiten die Zementation erfolgte. Nach der ersten Zementation wurden die Entlastungsrohre geschlossen, wobei der hydrostatische Druck auf 7 atm anstieg. Es folgten innerhalb von sechs Tagen noch fünf Nachzementierungen. Zum Abschluß wurden vom Hangenden des Hilssandsteins noch acht ca. 3,5 m lange Löcher gebohrt, um die Schotterfuge ebenfalls zu verpressen. Der Wasserzufluß ging nach diesen Arbeiten sofort auf max. 15 l/min zurück und hat sich seitdem weiter verringert. Alle Wässer, die sich oberhalb 658 m Teufe an der Schachtwandung sammeln, betragen heute einschließlich der Kondenswässer 18 l/min und werden in der Wasserstrecke zur betrieblichen Nutzung gesammelt.

2.3.2.1 Sohlen und Örter am Schacht

Das Pumpenort bei 577,66 m Teufe liegt unterhalb des Hilssandsteinbereiches und wurde nur während des Abteufens benutzt.

Die Wasserstrecke bei 657,66 m und die Spülbunkersohle bei 667,81 m gehören zur Spülversatzeinrichtung und werden heute nicht mehr benötigt.

Die 1. Sohle bei 778,8 m ist nur angesetzt.

Der Berg 6 bei 820 m Teufe diente während der Zeit des Spülversatzes als Rohrberg. Der Ausbau ist hier durchgezogen.

Die 2. Sohle bei 853,4 m Teufe verläuft ca. 120 m in nordwestlicher Richtung und trifft dort im Erzlager den Berg 5.

Die 3. Sohle bei 982,9 m ist zunächst ca. 550 m querschlägig nach Westen hin bis zum Erzlager aufgeschlossen und stellt die söhlige Verbindung zum Schacht Konrad 1 her.

Der Schachtsumpf befindet sich bei 997,8 m Teufe.

Sowohl am Füllort auf der 2. Sohle als auch auf der 3. Sohle sind die Schachtstühle für eine komplette Beschickungseinrichtung vorhanden. Eine Beschickungseinrichtung selbst, wie z. B. am Schacht Konrad 1, ist nicht vorhanden, lediglich die Möglichkeit, in einfacher Weise kleine Förderwagen aufzuschieben.

2.3.2.2 Technische Einrichtungen im Schacht 2

Der Schacht nimmt im östlichen Teil eine 2-Seil-Gestellförderung mit zweietagigem Förderkorb- und Gegengewicht auf. Diese Förderung ist eingebunden auf die 3. Sohle mit Zwischenanschlägen am Spülbunker und an der 2. Sohle. Die Nutzlast dieser Förderung beträgt 10 t, das entspricht 2 x 2 kleine Förderwagen zu 1,4 m³ oder 20 Personen bei Seilfahrt.

Der Förderkorb und das Gegengewicht haben kopfseitige Rollenführung, die in eisernen verzinkten Profil-Spurlatten läuft. Die östlichen Spurlatten für Korb- und Gegengewicht sind unmittelbar an der Schachtwand in jeweils 3 m Abständen an eingelassenen Konsolen befestigt, die westlichen sind im Abstand von 1,5 m an Hartholzeinstrichen angeschraubt. Der westliche Teil des Schachtes nimmt das Fahrtrumm und die Sandfallbühnen auf. Als tragende Konstruktion dienen hier die in der Schachtwand verlagerten Hartholzeinstriche. Lediglich an den Sandfallbühnen befinden sich eiserne Einstriche. Im Fahrtrumm sind in 6 m Abstand Bühnen vorhanden, die mit eisernen Fahrten verbunden sind.

Von RHB ab sind 36 Sandfallbühnen im seigeren Abstand von 18 m im Schacht eingebaut. Die Verankerung besteht aus drei Flanschträgern, von denen der zur Schachtmitte hin liegende gleichzeitig als Spurlatteneinstrich dient. Die unterste Sandfallbühne liegt bei 615 m Teufe.

Unterhalb der Spülbunkersohle befinden sich alle 3 m eiserne Einstriche, an denen die Spurlatten in gleichen Abständen befestigt sind.

Die freihängende Frischwasserleitung, eine Futterrohrleitung NW 250 mm, sollte ursprünglich als Steigeleitung für die Wässer aus der Wasserstrecke dienen. Sie ist am Fahrtrumm zwischen den Konsolen der Sandfallbühnen eingehängt und im Lei-

tungsverlauf mit Führungsbügeln bzw. -klemmen versehen. Z. Z. wird über diese Leitung Frischwasser bis zur Wasserstrecke in einen offenen Behälter eingebracht.

Von der Wasserstrecke bis zum Berg 6 wird die ehemalige Spülversatzleitung für Frischwasser benutzt. Diese Leitung hat einen Durchmesser von 175 mm und ist auf einer Länge von 162 m freihängend auf Verlagerungsträgern bei 670,8 m.

Am Berg 6 ist an diese ehemalige Spülversatzleitung eine Flanschrohrleitung NW 100 mm angesetzt. Sie hängt in gleicher Flucht wie die obige Leitung bis zur 3. Sohle und versorgt von dort aus die Grube mit Frischwasser.

Aus den Treufelrinnen bei 180 m, 240 m und 480 m Teufe werden die Wässer über eine Flanschrohrleitung NW 50 mm in die Wasserstrecke eingeleitet. Von dort fallen die Wässer über die ehemalige Spülwassersteigeleitung NW 250 mm bis zur 3. Sohle. Auch diese ehemalige Steigeleitung ist unterhalb der Spülbunkersohle auf Verlagerungsträgern befestigt. Im weiteren Verlauf übernimmt diese Rohrleitung mit entsprechenden Verlängerungen die Abführung der Grubenwässer vom Schacht Konrad 2 zur Pumpenkammer am Schacht Konrad 1, 5. Sohle.

Von der unteren Treufelrinne im Schacht 2 bei 870 m führt eine Flanschrohrleitung NW 50 mm das Wasser zum Sumpf ab. Im Sumpf befindet sich eine Pumpe mit einer Leistung von 500 l/min, die das Wasser der ehemaligen Steigeleitung auf der 3. Sohle in Richtung Konrad 1 zuführt.

Von der Kompressorenstation Konrad 2 über Tage ist eine Druckluftverteilung im Schacht Konrad 2 bis zur 3. Sohle und von da in das Grubenfeld geführt. Die Leitung hängt auf der Westseite des Schachtes in Tragrohren, die auf Konsolen verlagert sind. Die Konsolen befinden sich in einem Abstand von 60 m. Der Durchmesser der Leitung beträgt 150 mm. Da die Kompressorenstation Konrad 2 über Tage nicht mehr vorhanden ist und Druckluft am Schacht auch nicht mehr benötigt wird, ist diese Druckluftleitung z. Z. ohne Bedeutung.

Die Kabel sind auf der östlichen Seite des Schachtes an Kabeleisen befestigt. Sie sind vom Gegengewicht der Fördereinrichtung zu erreichen. Es handelt sich um folgende Kabel:

Hochspannungskabel, Betriebsspannung 6 kV von über Tage zur 3. Sohle, eingeschleift in die 6 kV-NYRGbY 3 x 120 (70) mm², 3,5/6 kV.

Niederspannungskabel, Betriebsspannung 500 V von 3. Sohle, Umspannstation am Berg 6, eingeschleift und angeschlossen an Umspannstation 2. Sohle, zum Spülbunker. NYRGbY 3 x 185 (70) mm², 0,6/1 kV.

Schachtsignalkabel, von über Tage zum Spülbunker der 1., 2. und 3. Sohle

S - YCYbY $\frac{76 \times 1 \times 1,4}{3 \times 2 \times 0,8}$ mm²

Fernsprechkabel, (Verbindung über 3. Sohle zum Schacht Konrad 1) eingeschleift an Spülbunker und der 2. Sohle. YZY 10 x 2 x 0,6 mm².

2.3.3 Aufschlußbohrungen

In der näheren Umgebung der Grube Konrad sind bis in die 50er Jahre folgende Bohrungen niedergebracht worden:

Hüttenberg 1
Sauingen 1 und 2
Hallendorf 1
Bleckenstedt 1, 2, 3 und 4

Diese Bohrungen reichen bis zu dem erzführenden Korallenoolith und teilweise darüber hinaus bis in den Dogger. Von diesen Bohrungen wurden Bleckenstedt 1 und 4 sowie Sauingen 2 im Bereich des derzeitig erschlossenen Grubenfeldes niedergebracht, jedoch nicht untertägig angefahren.

Sauingen 2 steht ca. 500 m nördlich von Schacht Konrad 1, ca. 60 m westlich der Nordstrecke der 5. Sohle. Die Bohrung wurde Mai bis Juni 1965 bis zu einer Teufe von 1221,8 m durchgeführt. Kerne wurden nur im Bereich des mittleren Korallenooliths (Erzbereich) gezogen.

Bleckenstedt 1 liegt oberhalb des Abbaufeldes zwischen 3. und 4. Sohle, nahe der 3. Sohle. Diese Bohrung wurde von Juni bis November 1943 bis zu einer Teufe von 1200,3 m von der Deutschen Schachtbau AG niedergebracht und dabei gekernt.

Bleckenstedt 4 steht zwischen der 4. Sohle und der Teilstrecke 62 nahe der Rampe 570, reicht jedoch nur bis 1040 m Teufe. Niedergebracht wurde diese Bohrung im August/September 1959.

Die Bohrungen wurden nach der Tiefbohrverordnung so verfüllt, daß sich zwischen den wasserführenden Horizonten keine hydraulische Verbindung bilden kann. Über diese Verfüllarbeiten wurden gemäß den bergbaulichen Anordnungen Protokolle geführt (Fig. 2.3-5). Der Erzhorizont wurde gekernt.

Wasserführende Schichten sind im Bereich der Grube Konrad als Lockersedimente des Quartär, der Turonpläner, das Cenoman mit seinen im oberen Bereich entwickelten Rhotomagensis-Schichten und der Hilssandstein des Unteren Alb, der - sofern hier vorkommend - in Konrad eine Sonderstellung zu seinem Auftreten im übrigen Salzgitterbereich einnimmt, da er hier keine Tagesverbindung hat. Insbesondere diese Horizonte mußten in den Tiefbohrungen durch geeignete Verfüllmaßnahmen abgedichtet werden.

Das Bohrlochtiefste, das sich bis auf die Bohrung Bleckenstedt 1 m im Korallenoolith befindet, wird durch eine einige 10 m starke Zementbrücke verfüllt. Die Bohrung Bleckenstedt 1, die bis in den Dogger reicht, ist zunächst mit Dickspülung verfüllt; der Korallenoolith wird vom Obermalm durch einen Holzstopfen mit einer aufsitzenden, mehrere Meter mächtigen Zementbrücke getrennt. Darauf folgt wie bei den anderen Bohrungen auf diesen Zementbrücken eine mehrere hundert Meter mächtige Dickspülung, die sich nach einiger Zeit verfestigt. Im Bereich des Alb befindet sich nur bei der Bohrung Bleckenstedt 1 und Hüttenberg 1 eine besondere Abdichtung in Form eines Holzstopfens und einer aufsitzenden Zementbrücke. In den Bohrprotokollen findet sich kein Hinweis, daß wasserführende Hilssandsteinschichten durchfahren wurden.

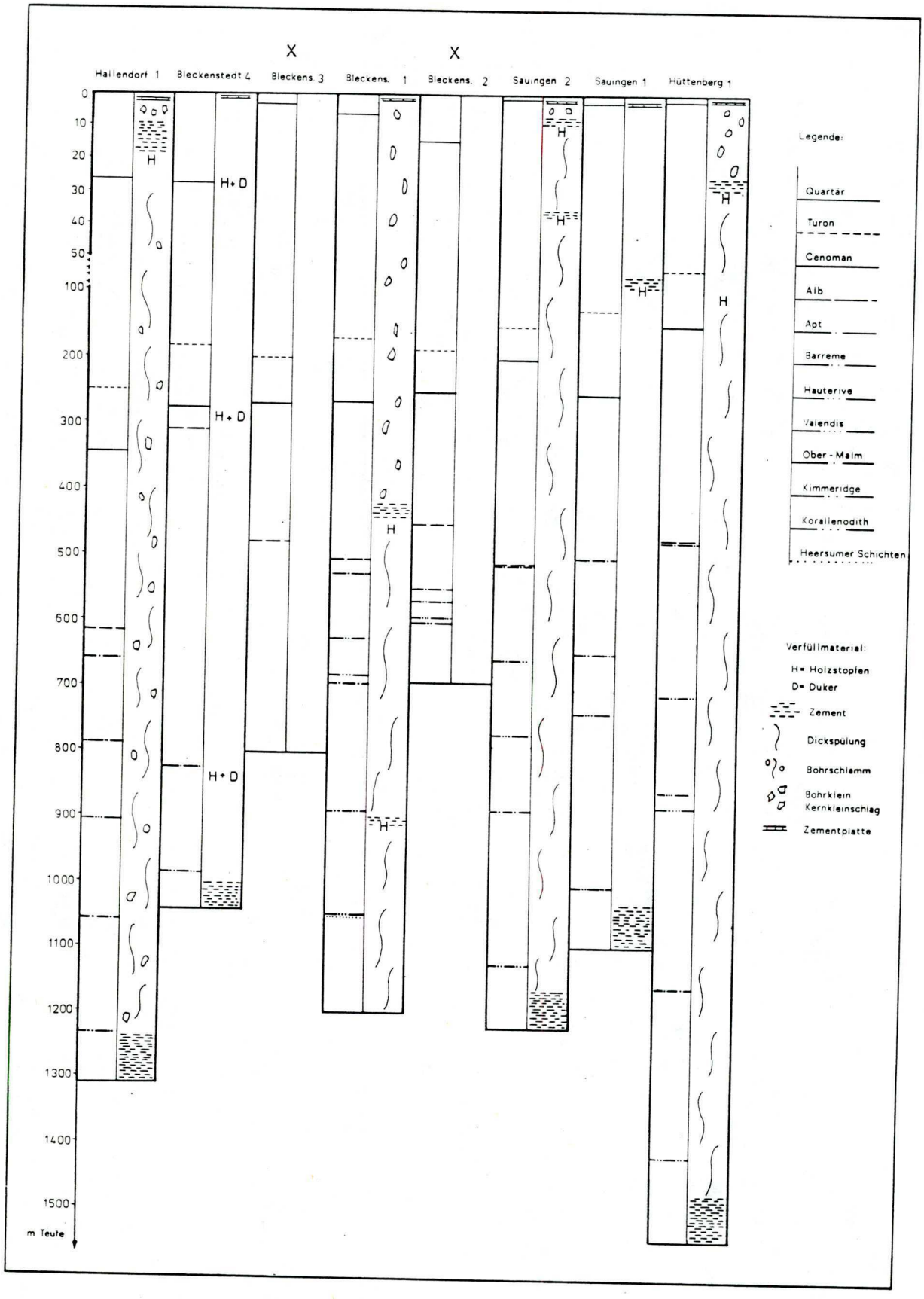


Fig. 2.3-5: Stratigraphie und Verfüllung der Tiefbohrungen in der Umgebung der Schachtanlage Konrad (x Die Verfüllprotokolle der Bohrungen Bleckenstedt 2 und 3 sind durch Kriegsereignisse vernichtet).

Die wasserführenden Schichten des Turon und Cenomans sind bei geringmächtigem Quartär durch Holzstopfen und Zementbrücke abgetrennt, bei Bohrung Hallendorf 1 und Bleckenstedt 4 mit einer Quartärmächtigkeit von ca. 25 m ist der Turonpläner mit Holzstopfen und einer bis zu 10 m dicken Zementbrücke zum Quartär abgedichtet. Bei allen Bohrungen werden die ersten 2 m (Ackerboden oder Wiese) durch eine bis zu 1 m starke Betonplatte vom übrigen Bohrloch abgetrennt.

Nach den Erfahrungen mit Bohrungen im Bereich anderer Grubenfelder des Salzgittergebietes, die ebenfalls nach diesem Prinzip verschlossen wurden, ist eine hydraulische Verbindung zwischen den in Frage kommenden Schichten auszuschließen, denn diese verfüllten Bohrlöcher wurden beim Anfahren während der Abbauphase stets trocken vorgefunden.

2.4 Grubengebäude

(vgl. Teil A, Kap. 1)

Das Grubengebäude mit dem Ansatz seiner Schächte, der Anordnung seiner Sohlen, der Rampen und Wendeln sowie die Einrichtungen zur Erzgewinnung und Erzabförderung wird in erster Linie bestimmt von der Struktur der Erzlagerstätte. Diese Erzlagerstätte ist in Teufen von 800 bis 1200 m und einem Gebiet von über 3 km streichender und 1,5 km geneigter Länge bergmännisch aufgeschlossen. Die bauwürdige Mächtigkeit des mit 20 bis 22° einfallenden Lagers liegt zwischen 4 und 18 m.

2.4.1 Grubenstockwerke und Feldesteilung

Der Schacht Konrad 2 erschließt den bauwürdigen Erzspiegel in 807 m Teufe. Der 1,5 km nordwestlich gelegene Schacht Konrad 1 erreicht die Lagerstätte dagegen erst in 1171 m Teufe.

Das Hauptstreckennetz (vgl. Fig. 2.4-1) wurde mit einem seigeren Sohlenabstand von 100 m geplant und mit einem Ansteigen von 1:200 aufgefahren.

Im Schacht 2 wurden folgende Hauptsohlen angesetzt:

Die 1. Sohle in 777,8 m Teufe (687,5 unter NN) wurde nur als Ansatz mit einem Querschnitt von ca. 6 m² und 2 m Länge aufgefahren.

Die 2. Sohle in 853,4 m Teufe (763,1 unter NN) befindet sich mit ihrem Ansatz im Liegenden der Lagerstätte und wurde ausnahmsweise mit ca. 75 m Abstand zur 1. Sohle projektiert. Der Schachtquerschlag erreicht nach 120 m die Lagerstätte. Die Richtstrecke ist 100 m lang. Sie dient als Abwetterweg.

Die 3. Sohle ist in 982,9 m Teufe (892,6 unter NN) angelegt. Von hier aus wurde nur ein 120 m langer Schachtquerschlag in Richtung auf die Lagerstätte aufgefahren.

Im Schacht 1 wurden folgende Hauptsohlen angesetzt:

Die 3. Sohle ist in 999,9 m Teufe (901,4 unter NN) im Hangenden der Lagerstätte angesetzt. Vom Schacht aus wird die Lagerstätte über einen 320 m langen Schachtquerschlag und eine 460 m lange Strecke im Nebengestein, die parallel zum Erzlager verläuft, an der Bleckenstedter Störung erreicht. 750 m Richtstrecke im Erz und 390 m Schachtquerschlag stellen die Verbindung zum Schacht 2 her. Nach Süden existiert noch eine 1 km lange Richtstrecke, die mit dem Abwurf des südlichen Abbaufeldes aufgegeben wurde. Diese Hauptsohle ist die einzige horizontale Verbindung zwischen beiden Schächten und diente als Förderstrecke und Hauptwetterweg.

Die 4. Sohle befindet sich in 1 100,8 m Teufe (1 002,3 unter NN). Vom Schacht 1 aus sind bis zum Bleckenstedter Sprung 210 m Schachtquerschlag im Hangenden des Erzlagers und 390 m Richtstrecke im Erz aufgefahren. Der 350 m messende horizontale Verwurf ist durch eine Nebengesteinsstrecke im Liegenden der Störung ausgeglichen. Im Erzlager nach Süden folgen weitere 1 650 m Richtstrecke. Vom o. g. Schachtquerschlag ist auch eine 210 m lange Richtstrecke nach Norden aufgefahren. Die 4. Sohle wurde im ehemaligen Erzförderbetrieb als Förderstrecke benutzt.

Die 5. Sohle ist 1 199,9 m tief (1 101,4 unter NN). Der Füllort befindet sich im Liegenden der Lagerstätte. Nach 100 m Schachtquerschlag und 520 m Richtstrecke in südlicher Richtung ist der Bleckenstedter Sprung erreicht. Die Streckenführung auf der 4. Sohle folgt der Störung im Hangenden. Jenseits der Störung setzt sich die Strecke noch 890 m im Erz fort. Vom Streckenquerschlag aus ist die Nordstrecke 1 km weit aufgefahren. Sie diente dem Lagerstättenaufschluß.

Das Hauptstreckennetz ist im Nebengestein überwiegend mit einem Stahlbogenausbau von 12 m² Nutzquerschnitt versehen. Bei Streckenquerschnitten von ca. 14 m² und mehr wurde der Ankerausbau eingesetzt. Die Gesamtlänge des heute noch zur Verfügung stehenden Hauptstreckennetzes beträgt 10,2 km.

Vom Schacht 1 ausgehend gliedert sich die Grube in das Nordfeld mit den Nordstrecken der 4. und 5. Sohle, und in das Südfeld mit den Sohlen 2 bis 5. Im Südfeld bilden der Bleckenstedter Sprung und weiter südlich die Auffahrrampe von der 5. Sohle bis knapp unterhalb der 2. Sohle zusammen mit den Hauptsohlen die Grenzen für die einzelnen Gewinnungsfelder.

Die Baufelder oberhalb der 3. und 4. Sohle und südlich der Bleckenstedter Störung sind in ihrer flachen Bauhöhe von ca. 330 m durch drei Teilsohlen in drei Bauhöhen unterteilt. Förder- und Materialtransportberge bildeten die Grenzen einzelner Abbaufelder (Fig. B 5.1-2, Glienke 1974).

Die Teilsohlen haben Querschnitte von 12 bis 20 m² und sind durch Ankerausbau gesichert. Die Abbaue erreichen Querschnitte von bis zu 160 m². Unterhalb der 3. Sohle sind sie mit einem Sand-Kies-Gemisch versetzt. Oberhalb ist ein Teil der Abbaue unversetzt geblieben.

Südlich der Hauptauffahrt liegen oberhalb der 4. und 3. Sohle die Baufelder des ehemaligen LHD-Betriebes. Die Abbaukammern sind mit 26 m² Querschnitt aufgefahren und später z. T. auf 50 m² erweitert worden. Das LHD-Feld ist heute fast vollständig abgeworfen.

Südlich der Bleckenstedter Störung existiert oberhalb der 5. und unterhalb der 4. Sohle ein teilweise vorgerichteter Kammerpfeilerbau. Zwischen beiden Sohlen sind 4 Teilsohlen und eine Wetterbegleitstrecke zur 5. Sohle aufgefahren. Die

Teilsohlen haben einen Abstand von ca. 50 m untereinander und 60 m zur Grund- bzw. Kopfstrecke. Die Strecken messen im Querschnitt 20 bis 25 m² und sind durch Ankerausbau gesichert. Unterhalb der 5. Sohle wurde im Rahmen des F+E-Programmes eine Untersuchungsstrecke ca. 200 m nach Norden aufgefahren. Diese ist in ihrem mittleren Teil über ein Wetteraufhauen mit der 5. Sohle verbunden. Der Streckenquerschnitt mißt stellenweise bis zu 40 m². Der Firstbereich ist geankert.

2.4.2 Untertägige Sonderbauwerke

Bei der Ausrichtung des Grubengebäudes wurden parallel zu den Richtstrecken Wetterbegleitstrecken mit 6 m² Querschnitt aufgefahren. Entsprechend existieren zu den zwischen den Hauptsohlen zuerst angelegten Wetteraufhauen Begleitaufhauen.

Zwischen der 3. und 4. Sohle stehen zur Verbesserung der Wetterführung zwei Wetterbohrungen mit je 400 mm Durchmesser. Im Bereich zwischen der Nordstrecke der 4. Sohle und Schacht 1 sind die untertägigen Bauwerke für eine projektierte zentrale Bunker-, Brecher- und Bandanlage teilweise fertiggestellt.

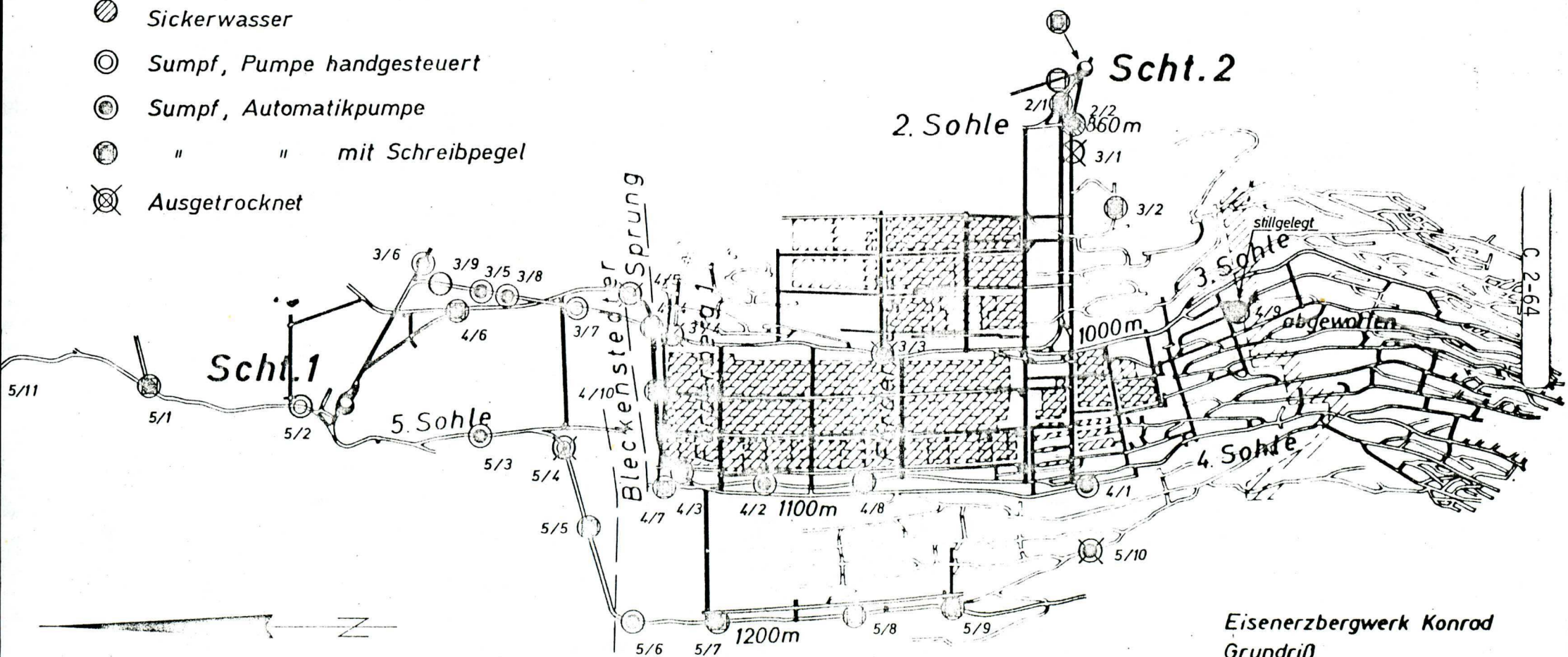
Nördlich von Schacht 1 ist auf der 5. Sohle als Sumpfstrecke der Hauptsumpf für alle nach über Tage zu pumpenden Grubenwässer nebst einer Pumpenkammer eingerichtet (vgl. Kap. 2.4.3). Im Südfeld nördlich der Hauptauffahrt besteht unterhalb der 4. Sohle noch eine Sumpfstrecke nebst Pumpenkammer aus der Zeit des Spülversatzbetriebes.

Sonstige Grubenbaue wie Sprengstoffräume, Transformatorenräume, Lokomotivschuppen und Werkstätten sind je nach Bedarf auf die verschiedenen Feldesteile verteilt.

Die Summe der z. Z. noch genutzten Nebenstrecken und Sonderbauwerke beläuft sich auf ca. 12,2 km. Zusammen mit dem Hauptstreckennetz sind somit ca. 22,4 km Streckenlänge dem heute betriebsbereit gehaltenen Grubengebäude zuzurechnen. Von dem insgesamt 62,2 km langen Netz verschiedenster untertägiger Grubenhohlräume sind bisher 39,8 km verfüllt oder abgeworfen worden.

Zeichenerklärung:

- Standwasser (ohne Pumpe)
- Sickerwasser
- Sumpf, Pumpe handgesteuert
- Sumpf, Automatikpumpe
- " " mit Schreibpegel
- Ausgetrocknet



Eisenerzbergwerk Konrad

Grundriß

0 100 500m

Lage der Pumpensümpfe

Fig. 2.4-1:

2.4.3 Wasserhaltung mit Pumpenkammern und Pumpensümpfen

Aufgrund der geringen Wasserzuläufe im gesamten Grubengebiet benötigte die Schachtanlage keine großgehaltenen Wasserhaltungsanlagen mit Pumpenkammern und Pumpensümpfen. Da aber in der ersten Erzgewinnungsphase ein Spülversatzverfahren betrieben und dabei Wasser in die Grube eingeleitet wurde, war die Einrichtung einer leistungsstarken Wasserhaltung notwendig. Für den Abbaubereich oberhalb der 1100 m-Sohle wurde unterhalb der 1100 m-Sohle eine Pumpenkammer mit einer sogenannten Wasserstrecke aufgefahren. In diese aus Vorklärsumpf und Wassersumpf bestehenden Wasserstrecke wurden die aus den verspülten Kammern abfließenden sandhaltigen Wässer abgeleitet. Zwei Pumpen mit einer Leistung von je 3 m^3/min hoben die geklärten Spülwässer zur Wasserstrecke bei 657,6 m Teufe im Schacht 2. Das von dort abgezogene Wasser wurde an der Spültasse mit Sand im Verhältnis 1 : 1 gemischt, von wo das Spülgut dann durch Rohrleitungen in die zu verspülenden Kammern geleitet wurde. Mit Beendigung des Spülversatzverfahrens wurden Pumpenkammer und Wasserstrecken unterhalb der 1100 m-Sohle aufgegeben, sie sind z. Z. nicht mehr befahrbar. Lediglich die Wasserstrecke bei 657 m in Schacht 2 steht der Wasserhaltung noch zur Verfügung. Diese Wasservorratsstrecke hat einen Inhalt von 3000 m^3 (vgl. geplante Wasserhaltung, Kapitel 3.6, Fig. 2.6-1).

Unter Berücksichtigung dieser für den Spülversatz benötigten Wassermengen wurde auf der tiefsten Sohle am Schacht 1 eine Wasserhaltung eingerichtet. Sie besteht aus einer Pumpenkammer und einer in Süd-Nord-Richtung liegenden Wasserstrecke, die z. Z. noch ein Volumen von ca. 500 m^3 aufnimmt. Pumpenkammer und Sumpfstrecke sind mit Ankerausbau versehen. Die Sohle der Pumpenkammer ist betoniert.

Im Grubengebäude selbst sind an verschiedenen Stellen kleine Pumpenorte (Fig. 2.4.1) ausgesetzt, die insbesondere zur Hebung des abfließenden Spülversatzwasser erforderlich waren.

Im Schacht Konrad 2 als ausziehender Schacht fallen Kondenswässer an. Diese Wässer sowie die geringen Wasseraustritte an einigen Stellen der Schachtwandungen (vgl. Teil B, Kapitel 3) werden im Schachtsumpf gesammelt, soweit sie nicht über die

im oberen Schachtbereich vorhandenen Traufrinnen aufgefangen und von da der Wasserstrecke zugeleitet werden.

2.4.4 Untertägige Betriebs- und Lagerräume

Die Betriebswerkstatt befindet sich im Grubenfeld auf der 4. Sohle in einer ca. 30 m langen Strecke des ehemaligen Spülwasserpumpensumpfes. Ausgerüstet ist die Werkstatt mit einer Montagegrube und darüber befindlicher Laufkatze mit einem 10 t-Hubzug, zwei weiteren Laufkatzen mit Hubzügen, Rohr- und Schleifmaschinen u. a.. Unmittelbar bei der Werkstatt ist ein Handlager mit Maschinenersatzteilen und Werkzeugen vorhanden.

Sprengstoffräume sind z. Z. nicht vorhanden, da nach Aufgabe der Erzförderung 1976 eine intensive Sprengstoffbewirtschaftung nicht mehr erforderlich war. Beim Einsatz von schneidenden Gewinnungsmaschinen wird die Sprengtechnik in Zukunft noch mehr an Bedeutung verlieren. So sind derzeitig nur noch wenige Sprengstofflager in Form von Lagerschränken für 750 kg für Sprengstoff, Zünder und Sprengschnur vorhanden. Die Aufstellung erfolgt jeweils an für die Verwendung geeigneten Orten (z. B. 4. Sohle, oberhalb der 5. Sohle). Aufstellung und Benutzung der Schränke sind bergbehördlich zugelassen.

Ein Treibstofflager für Dieselöl befindet sich in der Teilsohle 562. Als fest installierte und zentral gelegene Station ist es für max. 3 x 1000 l ausgelegt. Außerdem ist noch eine umsetzbare Kleintankanlage für max. 500 l vorhanden. Errichtung und Betrieb erfolgt nach den Fahrzeugbetriebsrichtlinien des OBA Clausthal-Zellerfeld.

Das Öl- und Schmiermittellager liegt ca. 200 m südlich der Werkstatt auf dem Niveau der 4. Sohle und ist gemäß Zulassung durch das OBA Clausthal-Zellerfeld für 200 l Hydrauliköl, Schmieröl und Schmierfett usw. eingerichtet.

Als Lokomotivschuppen steht in Schachtnähe auf der 5. Sohle ein Streckenabzweig zur Verfügung. Das Ort ist mit einer Hebevorrichtung und Montagegrube versehen und bietet so gute Reparaturmöglichkeiten für die elektrischen Lokomotiven.

Als abgeschlossene elektrische Betriebsräume im Sinne der bergbaubehördlichen und VDE-Vorschriften gelten die Räume, in denen die 6 kV-Schalt- und Transformatorenstationen im untertägigen Bereich untergebracht sind. Ausläuferstationen, z. B. für größere Maschinen mit elektrischen Antrieben, die aus einem gekapselten Hochspannungsschalter und Trockentransformator bestehen, sind am Stoß oder in offenen Nischen aufgestellt und mit Absperrketten und Warnschildern versehen.

2.5. Technische Anlagen unter Tage

2.5.1 Stromversorgungsanlagen

Das Grubennetz ist an das leistungsstarke übertägige Hochspannungsnetz angeschlossen. Im Schacht 1 führen zwei Schachtkabel NYRGbY 3 x 150 (70) 3,5/6 kV zu den Hauptschaltstationen auf der 4. und 5. Sohle. In diesen Stationen sind Transformatoren mit 6 kV/0,5 kV für den schachtnahen Bereich mit den Beschickungsanlagen und die Grubenbahnanlage aufgestellt. An der Station auf der 5. Sohle sind die beiden Pumpenmotoren mit 1050 kW/ 6 kV angeschlossen. Von den beiden Stationen führt je ein Streckenkabel NYFGbY 3 x 120 (70) 3,5/6 kV zu Felde. Die 3. Sohle ist an die Hauptschaltstation auf der 4. Sohle über ein Schachtkabel angeschlossen (Fig. 2.1-4).

Im Schacht 2 führt ein Schachtkabel NYRGbY 3 x 120 (70) 3,5/6 kV zum Transformatorenraum auf der 2. Sohle. An der Niederspannungsseite der hier aufgestellten Transformatoren mit 6 kV/0,5 kV sind die Grubenlüfter im Berg 5 und 6 angeschlossen. Außerdem führt von dieser Station ein Schachtkabel zur 3. Sohle Station Bockberg.

Über die 3. Sohle besteht eine 6 kV-Kabelverbindung zwischen beiden Schächten, die eine wechselseitige Einspeisung zwischen Konrad 1 und Konrad 2 ermöglicht.

Bei den eingesetzten Hochspannungsschaltern handelt es sich um stahlblechgekapselte Expansionsleistungsschalter der Fa. Siemens, deren Abschaltleistung 175 bzw. 200 MVA beträgt und damit über der max. möglichen Kurzschlußleistung im untertägigen Bereich liegt. Lediglich in den Ausläuferstationen mit einem Transformator sind Lasttrennschalter mit angebauten Sicherungsträgern eingesetzt.

Das 500 V-Niederspannungsnetz ist weit verzweigt und teilweise so verlegt, daß an wichtigen Betriebspunkten mehrere Einspeisemöglichkeiten vorhanden sind. In der Hauptsache sind Kabel des Typs NYFGbY 3 x 120 (79) 300/500 V verwendet worden. Als Niederspannungsverteilung sind entweder stahlblechgekapselte Anlagen oder gußgekapselte Anlagen verwendet.

Als Schutz bei indirektem Berühren ist als Maßnahme ein Schutzleitungssystem verwendet.

Die elektrischen Anlagen sind nach den gesetzlichen Richtlinien des Oberbergamtes Clausthal-Zellerfeld und unter Zugrundlegung der einschlägigen VDE-Bestimungen gebaut. Die Anlagen werden jährlich einmal durch den TÜV untersucht und in vorgeschriebenen Abständen durch Elektroaufsichtspersonen überprüft.

2.5.2 Grubenbahnanlagen

In der Zeit der Erzförderung wurde das Erz über Gleis (Spurweite 750 mm, 108-Bergbauprofil, 30 kg / m) aus den Abbaurevieren zum Schacht 1 befördert. Das Gleis war auf allen drei Sohlen bis in das Erzrevier geführt. Für die Zukunft ist die 5. Sohle als Erzfördersohle vorgesehen. Dementsprechend wird die Gleisanlage jeweils bis zu der Erzübergabestelle aus dem gleislosen Revier geführt, und das 800 m lange Gleis auf der nördlichen Strecke der 5. Sohle wird beibehalten.

Die Gleisanlage auf der 3. Sohle bleibt für eine eventuelle spätere Erzförderung oberhalb 1000 m bestehen.

Auf der 4. Sohle wird die Gleisanlage vollständig abgebaut, um die Sohle für gleislosen Verkehr vom Schacht 1 ins Grubenfeld verwenden zu können.

Die Bahnanlage wird mit 250 V Gleichspannung an isoliertem Fahrdraht (+) und geerdetem Gleis (-) betrieben. Der Fahrdraht hat Rillenprofil und einen Querschnitt von 120 mm².

Die Gleichrichterstation steht in der Schalt- und Transformatorenstation 5. Sohle am Schacht 1 und enthält folgende Einrichtungen:

- 2 Transformatoren 315 kVA, 500/200 V
- 2 Siliziumhalbleitergleichrichter, 270 V, 1200 A
- Bahnfeld mit Selbstschalter und automatischer Wiedereinschalt- und Leistungsüberwachung.

Für den Förderbetrieb stehen zur Verfügung:

- 5 Lokomotiven, Dienstgewicht 12 t, Antrieb 2 x 34 kW
- 1 Lokomotive, Dienstgewicht 6,5 t, Antrieb 2 x 23,5 kW
- 6 Personenwagen für je 12 Personen
- ca. 320 Förderwagen, 1,4 m³, Nutzlast ca. 2,5 t.

Für den Fahrbetrieb ist in der bergbehördlichen Zulassung folgendes festgelegt:

für Personenbeförderung: maximale Fahrgeschwindigkeit 9 km/h, entsprechend 2,5 m/s, maximal 6 Personenwagen

für Erzförderung: maximale Fahrgeschwindigkeit 12,5 km/h, entsprechend 3,5 m/s. Im Hinblick auf den Bremsweg und ein Gefälle von 1 : 250 sind für die 12 t-Lokomotiven maximal 50 volle Förderwagen oder 60 leere zugelassen.

Die Grubenbahnstrecken sind mit Lokomotivfunkanlagen ausgerüstet. Dieses Funknetz wird z. Z. nur auf der 5. Sohle mit einer Sprechverbindung nach über Tage betrieben. Diese Anlage ist von der Bundespost und Bergbehörde zugelassen. Die Sendeleistung beträgt 1 Watt bei einer Frequenz von 70 kHz und einer Empfangsfrequenz von 110 kHz. Als Übertragungselemente dienen eine Rahmenantenne auf den Lokomotiven und ein Doppelleitungssystem, das halbseitig neben der Oberleitung an den Spanndrähten befestigt ist.

2.5.3 Wasserpumpen und Rohrleitungen

Bei der Einrichtung des Erzgewinnungsbetriebes wurden für die Auslegung der untertägigen Wasserhaltung mit Pumpen und Rohrleitungen nicht die extrem geringen Forma-

tionswässer im Grubengebäude, sondern die für den Spülversatz benötigten und in die Grube eingeleiteten Wassermengen zugrundegelegt. Nach Einstellung des Spülversatzverfahrens wurde die Pumpenanlage auf der 1100 m-Sohle stillgelegt und teilweise abgebaut. Die noch bestehenden Rohrleitungen, die Steigeleitung zum Schacht 2 und die Spülversatzleitungen werden zum größten Teil verwendet.

In der Pumpenkammer auf der 5. Sohle am Schacht Konrad 1 befinden sich noch zwei Kreiselpumpen mit folgenden Daten:

Theoretische Fördermenge 3 m^3/min, Förderhöhe 1283 m, 1475 U/min
Antriebsleistung 1050 kW.

Die Pumpe 1 ist voll automatisiert, während die Pumpe 2 lediglich für Handbetrieb eingerichtet ist. Unmittelbar über den Pumpen ist ein Hochdruckkeilschieber und ein Düsenrückschlagventil mit 150 mm Nennweite und 160 bar Nenndruck in die Druckleitung eingebaut.

Die Steigeleitung (Druckleitung) ist hinter dem Rückschlagventil auf 200 mm erweitert. Die Rohrleitung ist abschnittsweise in ihrem Nenndruck den Teufen angepaßt.

Die Pumpen saugen über einen Saugstutzen mit 200 mm Öffnungsweite das aus dem Revier zurückgepumpte Wasser in dem neben der Pumpenkammer liegenden Pumpensumpf an.

Dieser Pumpensumpf ist das Sammelbecken für sämtliche im Grubengebäude und im Schacht 2 aufgefangenen Wässer (vgl. Teil B, Kapitel 3). Auf der 3. und 4. Sohle sind Flanschrohrleitungen mit 200 mm bzw. 250 mm Durchmesser verlegt. Im Revier haben sie Anschluß mit den vom Schacht 2 herangeführten Rohrleitungen des ehemaligen Spülversatzbetriebes. Über dieses System werden die Wässer von Schacht 2 zum Hauptpumpensumpf am Schacht 1 abgeleitet. Im Schachtsumpf Konrad 2 ist eine Pumpe mit einer Leistung von 500 l/min aufgestellt.

An den Tropfwasserstellen im Grubengebäude sind kleine Örter ausgesetzt, in deren Sumpf jeweils eine Tauchpumpe mit einer Leistung von 200 l/min eingehängt ist. Die Ableitung der Wässer zum Schacht Konrad 1 hin geschieht hauptsächlich über Kunststoffleitungen (PE) mit 48 mm Durchmesser (vgl. Teil B, Kapitel 3).

Übertägig am Schacht 1 werden die aus der Grube gepumpten Wässer in ein Zweikammer-Sammelbecken geleitet und von dort dosiert der Vorflut (Aue) als Abwasser zugeführt (vgl. Teil A, Kapitel 2.5).

Frischwasser wird nur im Schacht 2 über eine Leitung mit NW 125 mm eingeleitet. Es strömt an der Wasserstrecke bei 657,6 m Teufe frei in einen Behälter und wird von dort über die ehemaligen Spülleitungen mit NW 175 teils über die 2. Sohle und den ehemaligen Spülberg, teils über die 3. Sohle, die Wendeln und Aufhauen in das Grubengebäude und zu den einzelnen Betriebsorten auf den verschiedenen Sohlen und Teilsohlen geleitet. Die Verteilung erfolgt zum größten Teil über Kunststoffleitungen (PE) mit 48 mm Durchmesser.

2.5.4 Druckluftverdichter und Druckluftleitungen

Seit dem Teilabbau der Kompressorenanlage am Schacht 1 über Tage und der Aufgabe der übertägigen Kompressorenanlage am Schacht 2 hat die Druckluft nur noch örtliche Bedeutung.

In beiden Schächten bleibt die eingehängte Druckluftleitung funktionstüchtig, um sie für druckbetriebene Handgeräte gelegentlich nutzen zu können.

Das Druckluftgrubennetz wurde in den letzten Jahren nahezu vollständig auf Kunststoffleitungen mit 48 mm lichtem Durchmesser, 5,7 mm Wandstärke und einen Nenndruck von 10 bar umgestellt. Dieses Druckluftnetz durchzieht das gesamte Grubengebäude und erfaßt alle wichtigen Betriebspunkte. An verschiedenen geeigneten Stellen besteht die Anschlußmöglichkeit von ortsveränderlichen Kompressoren.

Untertägig eingesetzte Kompressoren:

2 Flottmann-Kolbenkompressoren mit elektrischem Antrieb, 132 m³/h, 8 bar, 18 kW-500 V, 1495 U/min,

1 Flottmann-Kolbenkompressor mit dieselmotorischem Antrieb, 144 m³/h, 8 bar, Deutz-Motor F21912w mit ca. 15 kW,

1 DEMAG-Prokorny-Schraubenverdichter SE60S, 360 m³/h, 8 bar (0,8 MPa) 37 kW-500 V, 2950 U/min.

Diese Kompressoren sind auf verwindungssteifen Rahmen montiert und somit mit Gabelstapler oder Frontschaufellader schnell umsetzbar.

2.5.5 Grubenlüfter

Die Frischwetter ziehen im Schacht 1 ein. Sie werden hauptsächlich auf der 4. und 5. Sohle geführt und in ausreichender Menge über Aufhauen und Wetterquerschläge in die betrieblich genutzten Grubenbaue geleitet. Der Abwetterweg auf der 3. Sohle ist in 400 m Entfernung vom Schacht 1 durch Wettertüren vom Frischwetterstrom getrennt. Die verbrauchten Wetter ziehen im Schacht 2 aus.

Für die Bewetterung stehen drei parallel aufgestellte Axiallüfter am Berg 6, sowie auf der 2. und 3. Sohle in der Nähe des ausziehenden Wetterschachtes zur Verfügung. Mit Einzelleistungen von über 3000 m³/min wird eine Gesamtwettermenge von rund 10.000 m³/min in der Grube erreicht (Tab. 2.5-2). Die derzeit benötigte Frischwettermenge liegt bei ungefähr 5000 bis 6000 m³/min.

Firma	Typ	(mm) Ø	Depression mm/WS	Antriebs-leistung kW	Standort	Wettermenge (Q=m³/min)
Turmag	ZEL	1400	50 - 300	200	2. Sohle Berg 5	3500 - 4000
Turmag	ZEL	1400	50 - 300	240	3. Sohle Schacht-querschl.	3500 - 4000
Turmag	ZEL	1400	50 - 300	200	2. Sohle Berg 6	3500 - 4000

Tab. 2. 5-1: Leistungsdaten der derzeitig installierten Grubenlüfter

Die nicht durchschlägigen Vorortbetriebe werden je nach Bedarf mit im Querschnitt 300, 500, 600 und 700 mm messenden Lutten (flexible Plastikrohre) und elektrisch angetriebenen Streckenlüftern mit 37 kW Leistung sonderbewettert. Die Abwetter gehen als Teilströme über Aufhauen zur 3. und 2. Sohle nach Schacht 2. Dort ist

übertage neben der Schachthalle ein Axiallüfter eingebaut (vgl. Teil C, Kapitel 2.2.2.4), der unter der Rasenhängebank über einen Kanal die ausziehenden Wetter ansaugt und neben Schachthalle und Fördergerüst ableitet.

Da z. Z. die bergmännische Tätigkeit auf wenige untertägige Betriebspunkte beschränkt ist, können zeitweilig die drei Hauptlüfter unter Tage stillgelegt werden. Mit dem natürlichen Auftrieb der unter Tage erwärmten Wetter gehen dennoch ausreichende 4600 m³/min durch die Grube (vgl. Tab. 2.5-2).

In tiefen Gruben kommt der Wetterführung wegen der hohen Gebirgstemperaturen eine besondere Bedeutung zu. Das gilt auch für die Schachtanlage Konrad mit ihren Grubenräumen zwischen 900 und 1200 m unter Geländeoberkante. Die natürlichen Gebirgstemperaturen sind teufenabhängig und steigen im tiefsten Teil der Grube auf fast 50 °C an (vgl. Teil B, Kap. 2.1.1). Es ist daher notwendig, durch ausreichende Frischwettermengen die für die bergmännischen Arbeiten erforderlichen und behördlich festgelegten Klimabedingungen zu schaffen und einzuhalten. Die Versorgung der dieselgetriebenen Großmaschinen mit Frischwettern zur Abführung von Motorenwärme und Abgasen ist gleichfalls ein wesentlicher Faktor bei der Bemessung der für Vor-ort- und Fahrbetrieb notwendigen Wettermengen.

Die derzeitigen Trockentemperaturen der Grubenwetter liegen in Strecken mit durchgehender Bewetterung zwischen 28 und 32 °C, in sonderbewetterten Betriebspunkten zwischen 30 und 34 °C.

Ort	Einziehstrom m³/min		Ausziehstrom m³/min		Ort
	Sept. 76	Okt. 77	Sept. 76	Okt. 77	
3. Sohle	880	264	3450	1100	2. Sohle
4. Sohle	4480	1876	3183	1344	Berg 6
5. Sohle	4108	2145	3450	2184	3. Sohle
Schacht 1	9464	4285	10083	4628	Schacht 2

Tab. 2.5-2: Wetterbilanz der Grube für voll eingeschaltete (Messung vom September 1976) und stillgesetzte Grubenlüfter (Messung vom Oktober 1977).

2.5.6 Fernsprechnetz

Schacht 1 und 2 sind über Fernsprechkabel in den Schächten und auf der 3. Sohle miteinander verbunden. Auf allen Sohlen, Teilsohlen, den Rampen und Wendeln sind an den wichtigsten Betriebspunkten Telefonapparate aufgestellt. Über sie besteht Anschluß nach Schacht 1 auf die dort vorhandene betriebliche Drahtfernmeldeanlage 0 - 100. Werkstatt und Schaltstation 5. Sohle am Schacht 1 sind außerdem an die betriebliche Nebenstellenanlage am Hauptschacht über Tage angeschlossen und haben damit Anschlußmöglichkeit an das öffentliche Telefonnetz.

Als Telefonleitung werden zugentlastete Leitungen der Type YZY nach VDE 0118 verwandt.

2.6 Maschinelle Ausrüstung unter Tage

2.6.1 Abbau- und Gewinnungsmaschinen

Zur Auffahrung von Versuchsstrecken ist z. Z. als schneidende Gewinnungsmaschine der Super Rock-Miner 330 der SMAG im Einsatz. Diese Teilschnittmaschine besitzt an einem schwenk- und hebbaren Kastenauslegen einen mit Rundschaftmeißeln bestückten Schneidkopf. Zur Abförderung des Schnittgutes dient ein heb- und senkbarer Ladetisch mit Hummerscherenlader, ein Kettenförderer und als Austrag ein beweglicher Gummigurtförderer. Zum Verfahren besitzt die Maschine ein Raupenfahrwerk. Sämtliche Hub-, Dreh- und Schwenkbewegungen sowie das Verfahren mittels Raupenfahrzeug werden elektrohydraulisch durchgeführt. Der Schneidkopf wird elektromotorisch von einem 132 kW Motor angetrieben. Die gesamte installierte Leistung beträgt 246 kW, die Maschine ist an das 500 V-Netz angeschlossen.

Das Gewicht der Maschine beträgt 42 t, die Länge 11 m, die Breite ca. 2,3 m, die Höhe ca. 1,4 m.

Die Maschine ist vom Oberbergamt Clausthal-Zellerfeld zugelassen und gilt als ortsveränderliches elektrisches Betriebsmaterial.

Durch die derzeitig laufenden Versuche soll u. a. auch die Vortriebsleistung der Maschine im Korallenoolitherz festgestellt werden. Grundsätzlich bietet der Einsatz eines schneidenden Vortriebsverfahrens entscheidende Vorteile bei der Auffahrung von Endlagerräumen (vgl. Teil C, Kapitel 3. 4), nicht zuletzt die Minimierung der Betriebspunkte.

Der Fräs-Lader-Luchs der Firma Westfalia-Lünen ist als Gewinnungs- und Ladegerät konzipiert und auf der Schachtanlage Konrad vornehmlich beim Nachschneiden der Sohle eingesetzt. Der heb- und schwenkbare Ausleger besitzt einen Schneidkopf mit beidseitig angesetzten Schneidwalzen, die mit Rundschaftmeißeln bestückt sind. Die Schneidwalzen drehen unterschlägig und werfen so das gebrochene Gut auf das auf dem Schneidarm montierte Kettenband. Letzteres übergibt es dem Auslegerförderer. Die Maschine wird mittels Raupenfahrwerk verfahren. Die Schneidwalzen werden über ein Getriebe von einem Elektromotor mit 90 kW angetrieben. Das Austragband hat ebenfalls einen elektromotorischen Antrieb. Alle Hub- und Drehbewegungen und das Verfahren werden elektrohydraulisch durchgeführt. Um die Maschine jedoch unabhängig von der an Schleppleitungen gebundenen elektrischen Stromzuführung bewegen zu können, wurde nachträglich ein Dieselmotor, Fabrikat Deutz, Type F5L912w, eingebaut, der die Hydraulikpumpen antreibt. Die gesamte installierte Leistung beträgt 182 kW.

Die Abmessungen betragen: Länge ca. 10 m, Breite 2,3 m, Höhe 2,17 m.

Die Maschine wurde vom Oberbergamt Clausthal Zellerfeld zugelassen und gilt als ortsveränderliches elektrisches Betriebsmittel.

Als umsetzbarer Zwischenbunker hinter der Teilschnittmaschine und Aufgabebunker für den Frontschaufellader ist ein auf Kufen montierter Bunker vorhanden. Dieser Bunker wird über zwei Verbindungszylinder an die Teilschnittmaschine angeschlagen, von der er gezogen oder je nach Stellung des Austragförderers hydraulisch verschoben wird.

Der Bunker ist für den Materialaustrag mit zwei Doppelketten ausgestattet. Der Antrieb erfolgt elektromotorisch über je einen 22 kW Motor. Der Bunkerinhalt beträgt 9 m^3, was einer Menge von ca. 15 t geschnittenen Erz entspricht.

Abmessungen: Länge 7,25 m, Breite 2,5 m, Höhe am Abwurf 2,77 m.

2.6.2 Staubfilteranlagen

Zur Zeit ist hinter dem Super-Rock-Miner eine Staubfilteranlage, Fabrikat Turbofilter-Essen, Type SJF900-35/14-18, eingesetzt. Diese Anlage hat eine Ansaugleistung von 600 m³/min und ist mit zwei Axiallüftern zu je 37 kW ausgerüstet. Die Schlauchfilter sind in Kerzenform angeordnet und haben eine Filterfläche von 135 m². Der Staubaustrag erfolgt mittels Kettenförderern. Außerdem ist auf der Zu- und der Abluftseite je ein Schalldämpfer vorhanden. An die Anlage können Lutten mit 800 mm Durchmesser angeschlossen werden. Die Anlage ist zweigeteilt und auf Kufen montiert und kann somit in der Strecke nachgezogen werden.

Abmessungen: Länge über alles 13,45 m, Breite 1,175 m, Höhe 1,65 m.

2.6.3 Erzbrecher und Erzförderer

Das von den Frontschaufelladern in ein als Bunker genutztes Aufhauen abgekippte Erz wird von einem Schrapper im Berg zur Brecheranlage geschrappt.

Schrapper: SS3, Fabrikat SMG, Leistung 50 kW, mit Seil 22 mm Durchmesser auf Voll- und Leerseiltrommel. Schrappgefäß mit 1,2 m³ Inhalt.

Der Schlagwalzenbrecher ist in einen Panzerförderer mit Doppelkette eingebaut. Der Schlagwalzenbrecher besitzt eine Einlaufbreite von 850 mm, eine Einlaufhöhe von 950 mm und bricht je nach Spaltregulierung das Material auf 80 bis 300 mm herunter. Die Schlagzahl beträgt 470 pro Minute. Der Antrieb erfolgt doppelseitig über Getriebe mit je einem Motor von 45 kW.

Der Panzerförderer übergibt das Gut einem rinnenlosen Zweiketten-Kratzförderer. Dieser Förderer hat einen Kettenabstand von 700 mm und eine Kettenstärke von 22 mm Durchmesser. Der Antrieb erfolgt über zwei Elektromotore mit je 38 kW. Das Fördergut wird über die Sohle gezogen und in die Aufgabeschurre zur Beschickung der Förderwagen aufgegeben. Die zurücklaufende Leerkette ist in der Firste auf Rollen aufgehängt.

2.6.4 Bohrmaschinen

Zum Trockenbohren von Wetterbohrlöchern zwischen den Teilsohlen ist eine Großlochbohrmaschine der Firma Korfmann, Type GB 10/EHV, im Einsatz. Der Bohrlochdurchmesser beträgt 500 mm und wird aufwärtsgehend gebohrt. Die Bohrkrone besitzt einen zentralen Pilotmeißel und einen dreiflügeligen Träger zur Aufnahme der Rundschaftmeißel. Der Drehantrieb erfolgt elektromotorisch mit 22 kW. Durch Getriebeumstellung können 19 bzw. 32 Bohrspindelumdrehungen pro Minute gefahren werden. Alle anderen Funktionen wie Vorschub, Andruck, Anheben und Absenken der gesamten Bohrmaschine erfolgen elektrohydraulisch. Der Rahmen der Maschine ist so ausgebildet, daß die Maschine gezogen oder geschoben werden kann.

Bei einer Bohrlochneigung von ca. 21° ist zum Austragen des Bohrkleins ein Schneckengestänge notwendig. Die Einzellänge der Gestänge beträgt 1000 mm. Im Gestängeverlauf sind zur Abstützung an der Bohrlochwandung Führungsstücke eingebaut.

In Fortsetzung der bisherigen Geräteerprobung soll in einem 500 mm-Bohrloch eine Bohrlocherweiterung auf 700 mm durch Aufbohren versucht werden. Hierzu wird ein besonderer Bohrkopf hergestellt, mit dem ziehend von oben nach unten erweitert werden soll.

Die Anwendung eines Trockenbohrverfahrens bei der Erstellung von großdimensionierten Wetterbohrlöchern hat einen entscheidenden Einfluß auf das Bewetterungskonzept des Endlagers, bei dem die Wetter aus den Einlagerungskammern auf möglichst kurzem Wege direkt dem ausziehenden Wetterstrom zugemischt werden sollen (vgl. Kap. C 3.7). Wetterbohrlöcher haben den großen Vorteil gegenüber den im konventionellen bergmännischen Verfahren ansteigend aufgefahrenen Wetteraufhauen, daß sie kurzfristig entsprechend den wettertechnischen Bedürfnissen erstellt werden können. Dabei wird auch der Durchbauungsgrad des Erzlagers nicht mehr als notwendig vergrößert. Durch Wetterbohrlöcher in kürzeren Abständen werden evtl. notwendige Sonderbewetterungen auf kürzere Streckenlängen verringert.

2.6.5 Fahrzeuge im gleislosen Betrieb

Alle Frontschaufellader sind mit Deutz-Dieselmotoren ausgerüstet und besitzen Knicklenkung. Im Einsatz befinden sich folgende Fahrzeuge:

- Fahrlader LF12, Fabrikat GHH, Antriebsleistung 204 kW, Frontschaufel mit 6,5 m³ Füllung. Gesamtgewicht ca. 31 t.
- Scooptram ST-8, Fabrikat Wagner/USA, Antriebsleistung 191 kW, Frontschaufel 6,1 m³, Gesamtgewicht ca. 37 t.
- Scooptram ST-2B, Fabrikat Wagner/USA, Antriebsleistung 53 kW, Frontschaufel 1,55 m³, Gesamtgewicht ca. 13 t.
- Transloader, Fabrikat JOY/USA, Antriebsleistung 129 kW, Kastenbunker 5,25 m³, Gesamtgewicht ca. 30 t.

Sämtliche Bohrwagen wurden von der SMAG geliefert. Sie sind mit 4-zylindrigen Deutz-Dieselmotoren, Antriebsleistung 38 kW, ausgerüstet. Der Antrieb der Bohraggregate erfolgt entweder dieselhydraulisch oder elektrohydraulisch. Der Elektromotor hat eine Leistung von 37 kW und ist über Schleppleitungen an das Stromnetz angeschlossen.

Alle Bohrwagen gelten als ortsveränderliche elektrische Betriebsmittel. Folgende Geräte sind vorhanden:

- Großbohrlochwagen, Type GB 420, Lafettennutzlänge 4200 mm, Bohrlochdurchmesser 420 mm.
- Bohrwagen BW-S, eingesetzt für Sonderzwecke.
- Sprenglochbohrwagen BW41-1, Lafettennutzlänge 4500 mm, Bohrlochdurchmesser 36 mm.
- Ankerbohrwagen BW18A (3 Einheiten), Ankerbohr- und Setzlafette für Spreizhülsenanker, Ankerstangenlänge 1800 mm, Bohrlochdurchmesser 36 mm.

Als Fahrzeuge für Fahrbahnbau und Fahrbahnpflege sind im Einsatz:

- Grader G3 (2 Einheiten), Fabrikat MBU, Antriebsleistung 38 kW, Gesamtgewicht 4,4 t. Ausrüstung mit Planierschild zwischen den Achsen und Wassertank mit Sprüheinrichtung auf der Vorderachse.
- Grader G 5 , Fabrikat MBU, Antriebsleistung 44 kW, Gesamtgewicht 7 t. Ausrüstung mit Planierschild zwischen den Achsen und Wassertank mit Sprüheinrichtung auf der Vorderachse.
- Planierraupe K 8, Fabrikat Hanomag, Antriebsleistung 63 kW, Gewicht 9,5 t, Schildbreite 2720 mm.

Dazu stehen noch die folgenden Fahrzeuge zur Verfügung:

- AL 500 (2 Einheiten), Fabrikat Bergmann, Antriebsleistung 28 kW, Tragfähigkeit 2 t, Transportfahrzeug mit Tragzinken, Fahrzeuggewicht 3,2 t.
- Retrak, Fabrikat Maxein, Antriebsleistung 63 kW, Gabelstapler für 5 t, Knicklenkung, Gewicht 14,5 t.
- Schießmeisterfahrzeug AR 245S, Fabrikat Bergmann, Antriebsleistung 38 kW, hydraulische Arbeitsbühne, Sprengstoffkessel mit 1,4 m³, Gewicht 4,5 t.
- Unidachs L12 (2 Einheiten), Fabrikat Wieger, Antriebsleistung 56 kW, Beraubewagen mit Krupp-Hydraulik Hammer, Type HM201 an Teleskopausleger, Gewicht 15,6 t.
- Munga (6 Einheiten), Personenfahrzeuge mit Allradantrieb, eigener Umbau, Antriebsleistung 15 kW, 4 Sitze.
- 240 KD (2 Einheiten), Fabrikat Daimler-Benz, Antriebsleistung 43 kW, Personenfahrzeug mit 7 Sitzen und Fahrersitz, zulässiges Gesamtgewicht 2,5 t.
- Grubenkäfer (2 Einheiten), Fabrikat Ohlemann, Antriebsleistung 28 kW, Personenfahrzeug mit 9 Sitzen und Fahrersitz, zulässiges Gesamtgewicht 2,3 t.
- 307 D, Fabrikat Daimler-Benz, Antriebsleistung 43 kW, Personenfahrzeug mit 13 Sitzen und Fahrersitz, zulässiges Gesamtgewicht 3,5 t.

		Seite
3.	BERGTECHNISCHE ASPEKTE FÜR EINEN ENDLAGERBETRIEB	C 3- 1
3.1	Änderungs- und Erweiterungsmöglichkeiten am Anlagenkonzept der Grube für die betrieblichen Erfordernisse eines Endlagers	C 3- 1
3.1.1	Umbauten im übertägigen Bereich am Schacht 1	C 3- 2
3.1.1.1	Anlagenkonzept für den Erzförderbetrieb	C 3- 2
3.1.1.2	Anlagenkonzept für den Einlagerungsbetrieb	C 3- 3
3.1.2	Umbauten im untertägigen Bereich	C 3- 9
3.1.3	Übertägige Anlage am Schacht Konrad 2	C 3- 9
3.1.4	Zeitplanung für die technische Umgestaltung der Bergwerksanlagen	C 3- 9
3.2	Verwendungsmöglichkeiten und Ergänzung der technischen Geräte im Endlagerbetrieb	C 3-11
3.2.1	Hohlraumauffahrung und Erzförderbetrieb	C 3-11
3.2.2	Endlagerbetrieb	C 3-13
3.3	Auffahrungskonzept für Endlagerhohlräume	C 3-14
3.3.1	Modellentwicklung von Endlagerkammern	C 3-15
3.3.2	Entscheidungsgründe für das Kammermodell A	C 3-17
3.3.3	Auffahrung von Einlagerungskammern	C 3-19
3.4	Endlagerkapazitäten in erkundeten Feldesteilen	C 3-22
3.4.1	Auswahl der Endlagerfelder mit Kapazitätsangaben	C 3-22
3.4.2	Hohlraumnutzung bei Abfallstapelung	C 3-24
3.4.3	Abschätzung des Bedarfs an Endlagerkapazität und Einlagerungsleistung	C 3-25
3.4.4	Leistungsanalyse für Förder-, Transport- und Endlagertechnik	C 3-28
3.4.5	Abgleichen von Auffahr- und Einlagerungsleistung zur Betriebsplanung des Endlagers	C 3-31
3.4.6	Zusammenfassende Betrachtung und bergtechnische Hinweise für den Endlagerbetrieb	C 3-38

		Seite
	Literatur	C 3-39
3.5	Bergtechnische Verfüll- und Versatzkonzepte für Endlagerhohlräume und Schächte	C 3-40
3.5.1	Faßstapelung, Resthohlraumverfüllung und Abschluß von Einlagerungskammern	C 3-41
3.5.2	Untersuchungen zur Versatzstoffauswahl	C 3-45
3.5.2.1	Prüfung der in der Grube vorhandenen Rohstoffe auf ihre mechanischen Versatzstoffeigenschaften	C 3-45
3.5.2.2	Prüfung von Erz als Betonzuschlag	C 3-55
3.5.3	Vorauswahl geeigneter Versatztechniken	C 3-58
3.5.3.1	Erläuterungen des Bewertungsverfahrens	C 3-61
3.5.3.2	Ergebnis und Auswertung	C 3-63
3.5.4	Verfüllkozept für die Schächte Konrad 1 und 2	C 3-67
3.5.4.1	Technischer Vergleich zwischen verschiedenen Arten der Schachtverfüllung	C 3-67
3.5.4.2	Schacht-Verfüllkonzept mit kohäsiven Füllsäulenabschnitten	C 3-68
3.5.4.3	Standsicherheitsberechnungen für kohäsive Füllsäulenabschnitte in den Schächten	C 3-71
3.6	Wasserhaltungskonzept für einen Endlagerbetrieb mit gleichzeitigem Kammerauffahrbetrieb	C 3-74
3.6.1	Planungsentwurf für Wasserhaltung	C 3-74
3.7	Bewetterungskonzept für einen Endlagerbetrieb mit gleichzeitigem Kammerauffahrbetrieb	C 3-78
3.7.1	Beschreibung des vorhandenen Wetternetzes	C 3-78
3.7.2	Meßverfahren zur Bestimmung der Wetterstrom- und Feuchtegrenzen der Grube	C 3-79
3.7.3	Meßgeräte und Meßgrößen	C 3-80
3.7.4	Ergebnisse der Wettermessungen	C 3-81
3.7.4.1	Wetterströme und ihre Verteilung im Grubengebäude	C 3-81
3.7.4.2	Wettertemperaturen	C 3-82
3.7.4.3	Wasserdampfgehalt der Wetter	C 3-83
3.7.5	Konzept eines Bewetterungssystems mit Feuchtigkeitstransportüberwachung für den Einlagerungsbetrieb	C 3-85

3. Bergtechnische Aspekte für einen Endlagerbetrieb

3.1 Änderungs- und Erweiterungsmöglichkeiten am Anlagenkonzept der Grube für die betrieblichen Erfordernisse eines Endlagers

Ein Endlager für schwachradioaktive Abfälle und Stillegungsabfälle in der Schachtanlage Konrad, in der noch keine nennenswerten Hohlräume zur Aufnahme der Abfallgebinde vorhanden sind, muß für die folgenden Betriebsarten ausgelegt sein (vgl. Fig. 3.1-1):

- Hohlraumauffahrung und Erzförderbetrieb zur Erstellung von Endlagerkammern,
- Endlagerbetrieb mit verschiedenen Behälterarten und -gewichten sowie mit bergmännischer Verfüllung der Endlagerkammern und nachfolgendem Kammerverschluß.

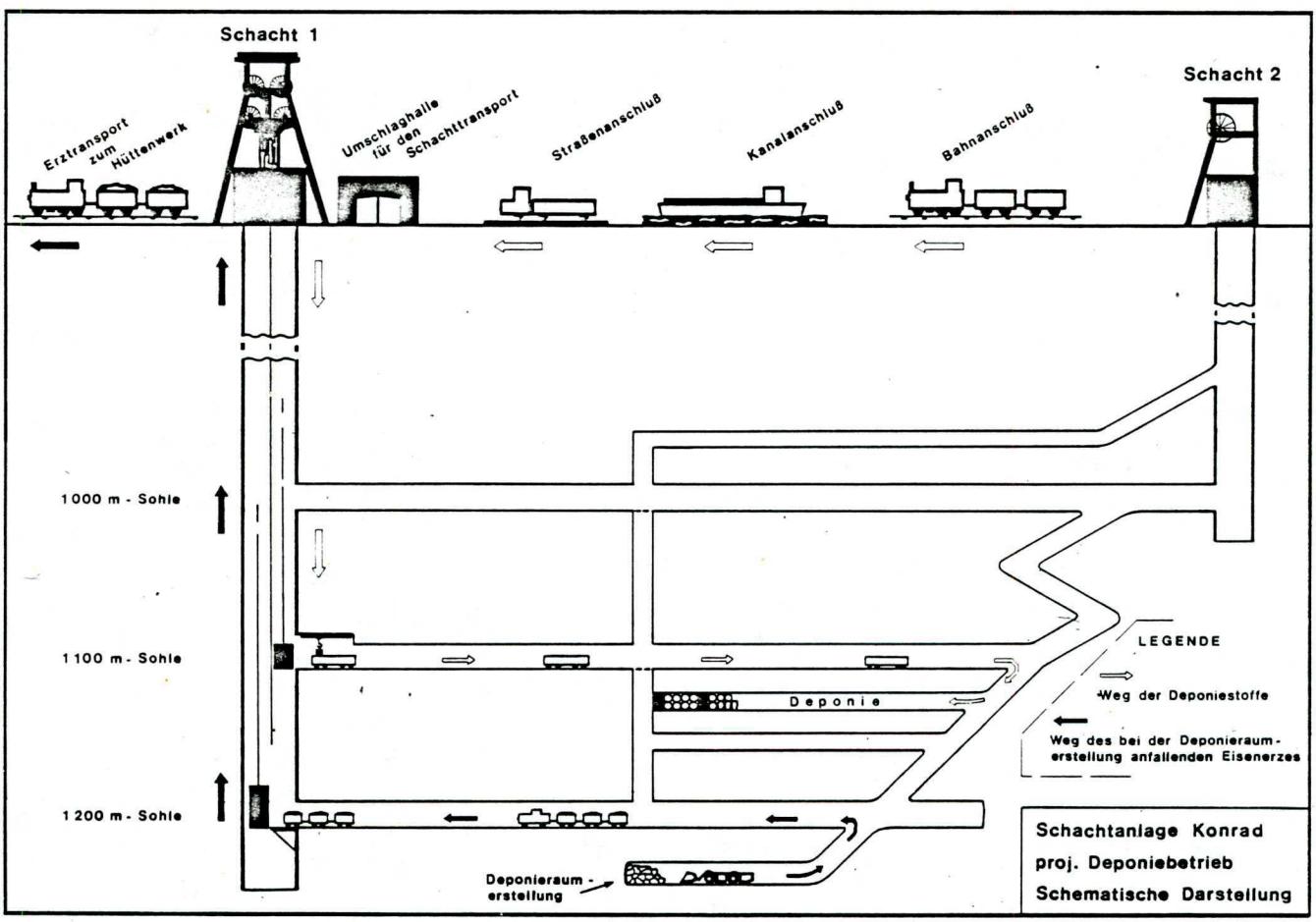


Fig. 3.1-1: Schemabild für einen Einlagerungsbetrieb im südlichen Feldesteil der Grube Konrad.

Entsprechend der erweiterten Aufgabe für einen möglicherweise zukünftigen Betrieb müssen sowohl im übertägigen als auch im untertägigen Bereich der Schachtanlage Änderungen und Erweiterungen vorgenommen werden. Davon sind bis zu einem gewissen Grade auch die technischen Schachteinrichtungen und die zu den Einlagerungs-Transportsohlen gehörenden Schachtfüllörter betroffen. In einer überschlägigen ersten Zeitstudie wird für diesen Umbau ein Zeitraum von 2 bis 3 Jahren festgestellt.

3.1.1 Umbauten im übertägigen Bereich am Schacht 1

Grundsätzlich ist es notwendig, am Schacht 1 alle Gebäude, die teilweise noch aus der Zeit des Abteufens bestehen und provisorischen Charakter haben, durch neue zu ersetzen. Hierzu gehören die im Kapitel 2.1.1 genannten Bauten, wie Kauengebäude, Verwaltungsgebäude, Lagergebäude und Lagerschuppen. Daneben müssen ein Hauptmagazin sowie alle technischen und baulichen Einrichtungen für Abfalltransport und Strahlenschutz aufgestellt werden. Die neuen Gebäude sind in Größe, Anordnung und Einrichtung dem Personalstand, den maschinen- und kerntechnisch notwendigen Auslegungen eines Endlagers anzupassen. Dem steht bei der Lage und Größe des Geländes nichts entgegen.

3.1.1.1 Anlagenkonzept für den Erzförderbetrieb

Mit der nördlichen Gestellförderung wurden zur Zeit der Erzgewinnung 1000 t Erz/Schicht bzw. 3000 t Erz/Tag gefördert. Eine solche Förderleistung wird bei der notwendigen Hohlraumerstellung bei weitem nicht benötigt. Bei einem Mehrschichtbetrieb wird sie täglich maximal 500 t Erz betragen. Somit kann die nördliche Förderung einschließlich der Beschickungseinrichtungen über Tage ohne Änderungen bestehen bleiben.

Auf der Erzfördersohle muß die Beschickungseinrichtung am Schacht (zunächst am Füllort 5. Sohle) auf den heutigen Stand der Technik gebracht werden. Der Sieb- und Brechanlage über Tage kommt insofern Bedeutung zu, als daß seitens der Hütte nur Feinzerz in Korngrößen 0 bis 10 mm angenommen werden kann. Grundsätzlich muß die Anlage daher erhalten bleiben, allerdings sind die bestehenden Einrichtungen

aus folgenden Gründen abzubrechen und eine neue Anlage an günstiger Stelle, d. h. an dem bereits vorhandenen Erzverladegleis, zu errichten:

- Für den Einlagerungsbetrieb ist der gesamte Bereich des südlichen Schachthallenteils in der Umgebung des südlichen Fördertrumms erforderlich. Hier bildet der existierende, zum Kreiselbrecher ansteigende Gurtförderer ein Hindernis, das den Transportbetrieb der Abfallgebinde von der Entladehalle zum Schacht behindert.

- Der Betrieb der Erzbrechanlage mit den alten Hammermühlen (Baujahr 1939) ist aufgrund der offenen Bauweise mit starker Staubentwicklung verbunden. Auch steht die Brecheranlage unmittelbar nebem dem Teil der Schachthalle, der zur Einlagerung dienen soll, und in geringem Abstand zu einer zu errichtenden Waggonentlade- und Umladehalle für die einlaufenden Abfalltransporte. Selbst bei Einbau einer Entstaubungsanlage würde der Reststaub noch störend wirken, da der nahegelegene Schacht 1 einziehender Wetterschacht ist und je nach Windrichtung staubbeladene Luft ansaugen kann.

Die neue Sieb- und Brechanlage muß der bei der Hohlraumerstellung anfallenden Erzmenge, d. h. einem Durchsatz von 500 t Erz/Schicht, angepaßt sein. Um technische Defekte ohne große Beeinträchtigung des Betriebes beheben zu können, ist die Aufteilung der Anlage in drei Staffeln zu je 40 bis 50 t Durchsatz/Stunde anzustreben.

Entsprechend der Positionierung der neuen Sieb- und Brechanlage muß der Gummigurtförderer unter der Entladestation für die Förderwagen (Wipper) in der Schachthalle umgebaut und in einen unter Flur liegenden Kanal aus dem Hallenbereich herausgeführt werden.

3.1.1.2 Anlagenkonzept für den Einlagerungsbetrieb

Für die Einlagerung der radioaktiven Abfälle, insbesonder von großdimensionierten Abfallgebinden, kommt nach entsprechendem Umbau nur das südliche Trumm im Schacht 1 in Frage. Die Änderung der südlichen Förderung wird bei Auslegung für großvolumige und schwergewichtige Förderstücke, wie sie vornehm-

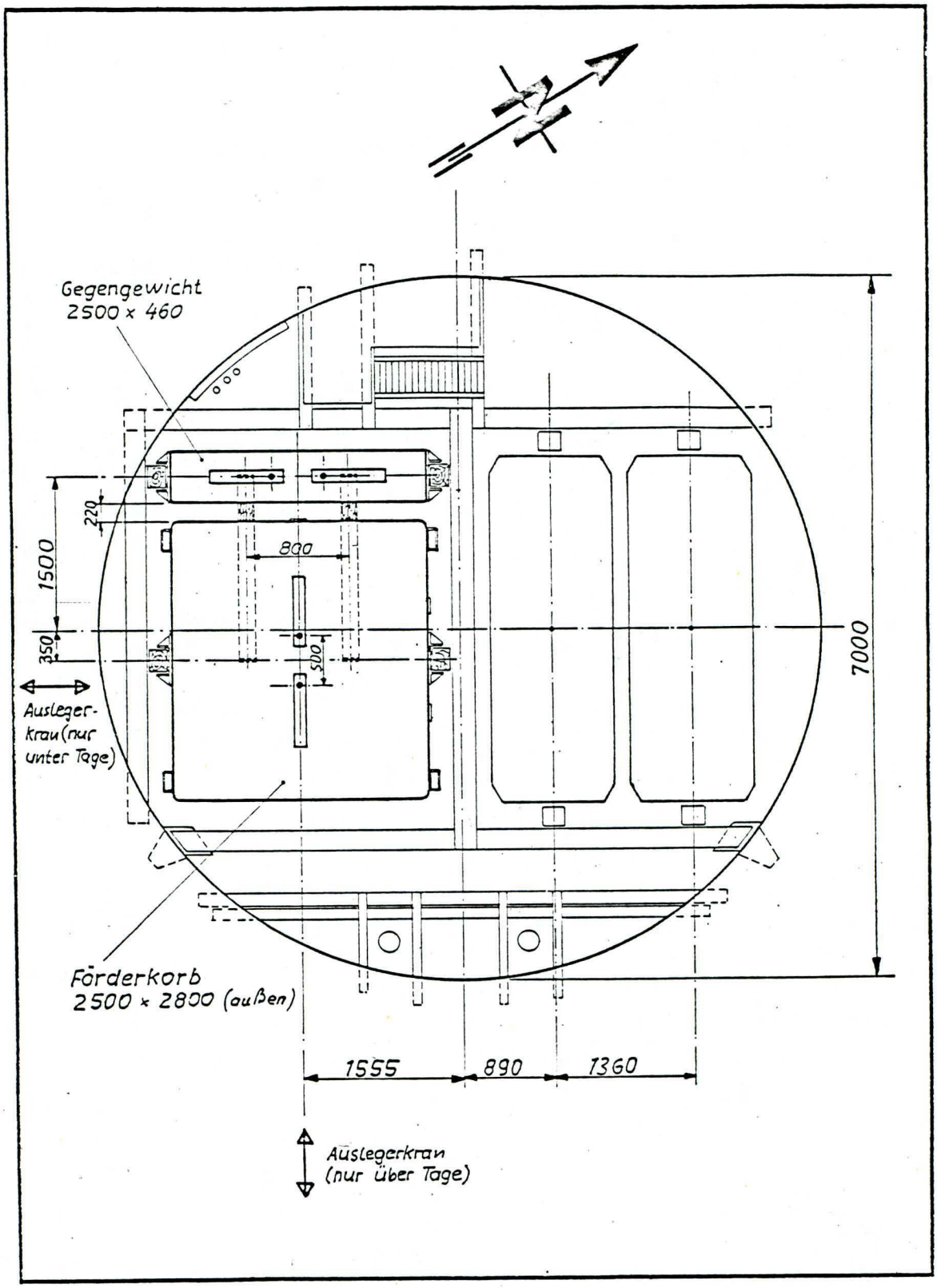


Fig. 3.1-2: Schachtscheibe Konrad 1 nach Umbau. Südliches Trumm mit Großraumkorb und Gegengewicht, nördlicher Trumm mit 2 dreietagigen Körben.

lich von den Gebindeeinheiten mit Stillegungsabfällen erwartet werden können, zu folgenden Maßnahmen führen:

- Abbruch der südlichen Fördermaschine mit 4,6 t Nutzlast einschließlich des Fördermaschinengebäudes.
- Aufstellen einer leistungsstarken Fördermaschine für Großraumförderkorb (Nutzfläche max. 2,4 x 2,4 m, Nutzhöhe ca. 4 m, Nutzlast bis 20 t) mit Gegengewicht und Errichten eines zugehörigen Fördermaschinengebäudes (vgl. Fig. 3.1-2).
- Umstellung der südlichen Förderung auf Zweiseilförderung.

Das vorhandene Doppelstrebengerüst und das Führungsgerüst können ohne Verstärkung verwendet werden. Umbauten sind zur Verlagerung der vier Seilscheiben im Strebengerüst, zur Aufnahme der vier Seilscheiben für die Zweiseilförderung und zum Betrieb von Großraumkorb und Gegengewicht im Führungsgerüst notwendig. Gleichzeitig müssen neue Schachttore angebracht werden. Die vorhandenen Schachteinbauten sind in den Einstrichen teilweise zu verstärken, die Spurlatten sind zu erneuern.

Der Großraumförderkorb soll für die Aufnahme von Abfallgebinden und Behältern verschiedener Art und Größe mit Gewichten bis zu 20 t ausgelegt sein. Für Großkomponenten sind z. B. Einheitsbehälter mit den Abmessungen 1,19 x 1,19 x 2,35 m vorgesehen. Behälter mit größeren Abmessungen können ebenfalls benutzt werden, sofern sie in den Strecken transportabel und in den Einlagerungskammern handhabbar sind. Die Abmaße 2 x 2 x 4 m bilden hier eine obere Grenze. Bei der Beschikkung des Großkorbes mit derartigen Großbehältern kann sich, ebenso wie bei der Entladung auf der Einlagerungssohle, ein Einschubwagen als eine zweckmäßige technische Lösung erweisen. Zur besseren gewichts- und volumenmäßigen Ausnutzung des Großkorbes bei der Förderung leichterer Einzelgebinde, z. B. von 400 l-Fässern auf 6er-Paletten und VBA-Behältern, eignet sich ein einschiebbares Etagengestell. Die Abfallgebinde einerseits und der Einschubwagen bzw. das Etagengestell andererseits ergeben zusammen ein Gesamtfördergewicht von ca. 24 t.

Ebenfalls muß für den Endlagerbetrieb der südliche Teil der Schachthalle umgestaltet werden. Dabei ist die Halle in ihren Abmessungen prinzipiell ausreichend, so daß eine Erweiterung nicht notwendig ist. Eine Teilung von Einlagerungs- und Erzförderbereich durch eine staubdichte Abschottung erscheint unter Sicher-

heitsaspekten erforderlich. Diese Verkleidung kann auch im Führungsgerüst zwischen dem südlichen Trumm und dem nördlichen Trumm der Erzförderung in der gesamten Höhe der Schachthalle und im Schacht bis unter die Schachtklappen durchgezogen werden. Die Beschickungseinrichtungen (Korbab- und -aufschiebeeinrichtungen, Wagenumlauf und Wipper) bleiben im nördlichen Schachthallenteil für die Erzförderung erhalten. Der südliche als Einlagerungsbereich auszubildende Teil wird durch einen voll umkleideten Hallenteil an die Waggonentladehalle angeschlossen.

Für den Abfalltransport muß der Hallenboden zum Befahren mit schweren Fahrzeugen hergerichtet werden. Daneben empfiehlt sich der Einbau einer Kranbahn, die durch den südlichen Schachthallenbereich bis in die Waggonentlade- und Umladehalle reicht. Der Brückenkran mit Drehgestell und Ausleger sollte für Nutzlasten von 20 t ausgelegt und für den Transport von Abfallgebinden von der Entladehalle bis in den Förderkorb geeignet sein.

Eine Waggonentlade- und Umladehalle kann östlich der Schachthalle aufgestellt werden. Die bereits vorhandene Gleisanlage sollte in die Halle einbezogen und gegebenenfalls um ein Rangiergleis außerhalb der Halle ergänzt werden (Fig. 3.1-3).

Zur Aufnahme von Grubenwässern und Abwässern aus dem Kontrollbereich über Tage ist auf der Nordostseite des Grubengeländes ausreichend Platz für ein mehrteiliges Rückhaltebecken vorhanden. Ein solches Becken kann in Anlehnung an KTA-Richtlinien ausgelegt werden.

Die vorhandenen Anlagen, wie Werkstatt, Stromversorgungsanlagen, Telefonanlagen, Kompressoren, Frisch- und Abwassereinrichtungen, Heizungsanlage, Tankanlage u. a. sind ausreichend bemessen, gegebenenfalls sind Erweiterungen und Anpassungen ohne großen Aufwand durchführbar.

Die auf dem Grubengelände eingesetzten Gabelstapler genügen dem derzeitigen Betrieb. Zur Verwendung im Einlagerungsbetrieb müssen spezielle Fahrzeuge für die Handhabung der radioaktiven Abfallgebinde beschafft werden.

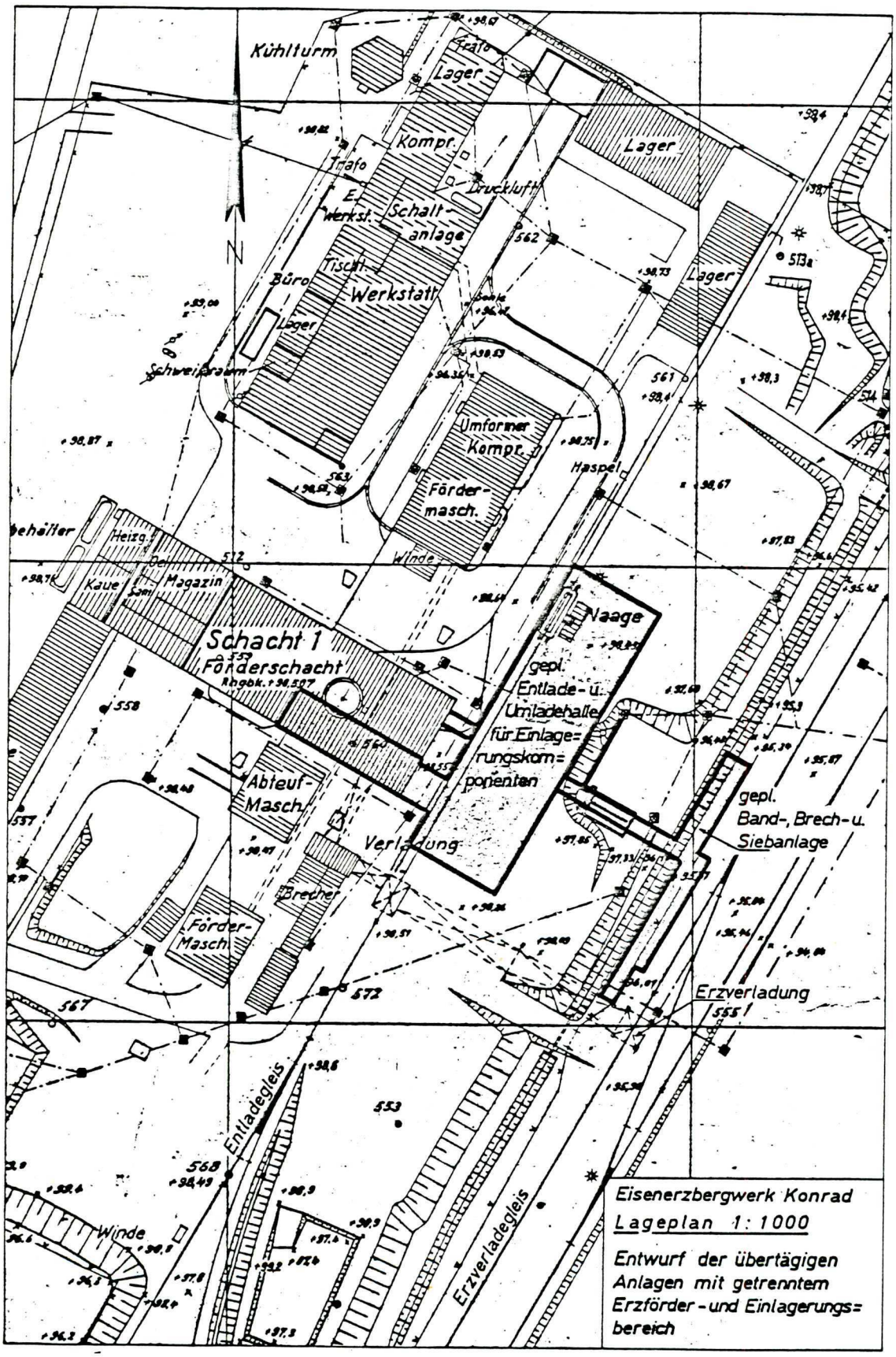


Fig. 3.1-3: Lageplan für eine Waggonentladehalle südöstlich der Schachthalle Konrad 1 (Planungsentwurf).

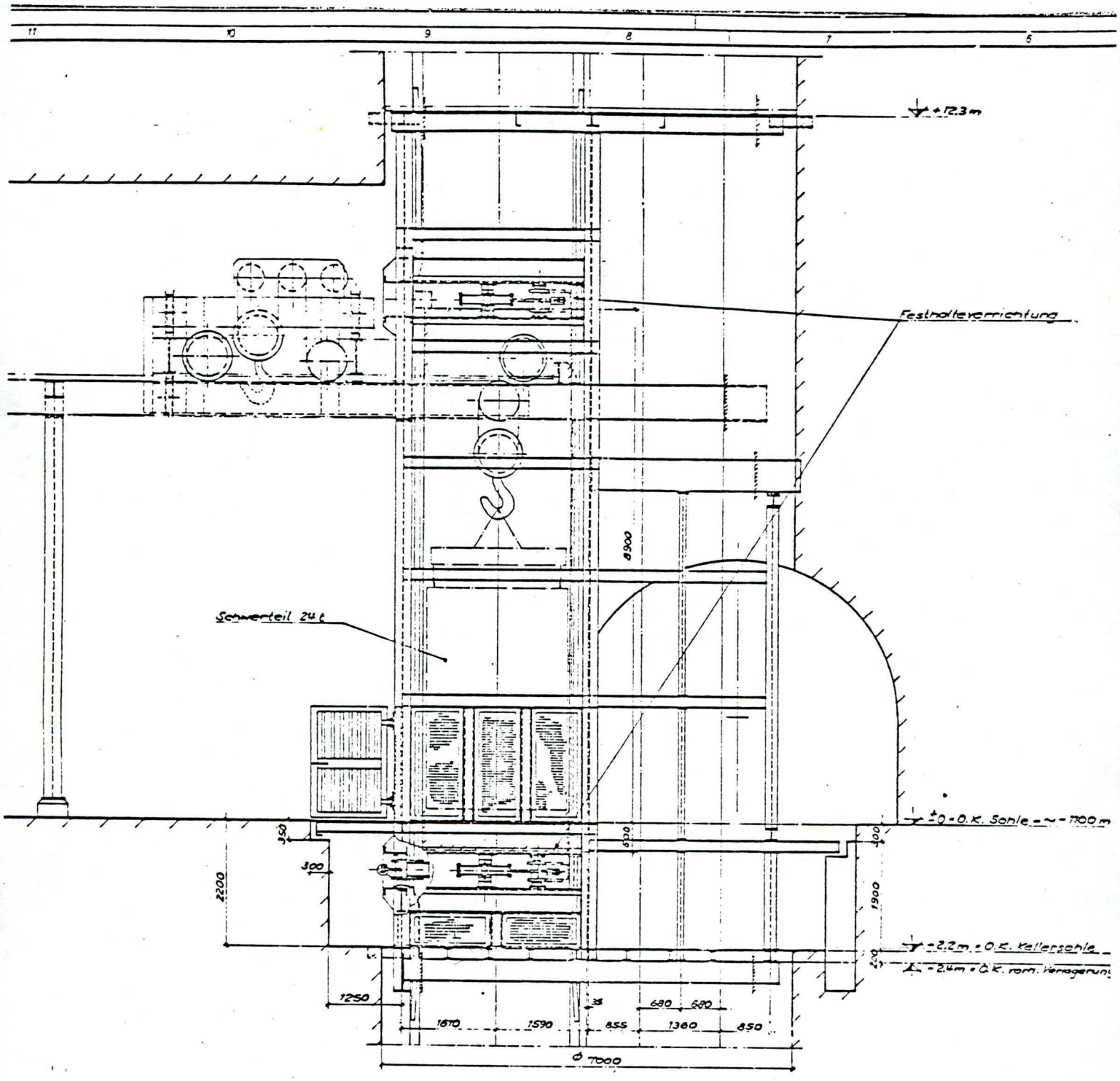


Fig. 3.1-4: Füllorteinrichtung der Einlagerungssohle mit vorgesetztem Großraumkorb und Entladekran (Planungsentwurf).

3.1.2 Umbauten im untertägigen Bereich

Am Füllort der Einlagerungssohle, 1100 m (4.)-Sohle, ist für die neue Fördereinrichtung im südlichen Trumm ein neuer Schachtstuhl einzubauen. Um den Großraumkorb in der Entladestellung zu fixieren, ist eine spezielle Haltevorrichtung notwendig. Im Hinblick auf die Entladung von Großkomponenten und die hierzu notwendige Krananlage mit einem in den Korb reichendem Auslegerarm muß das Füllort verbreitert und auf ca. 12 m Höhe vergrößert werden (Fig. 3.1-4).

Als Zufahrt zu dem vorerst vorgesehenen Einlagerungsfeld zwischen 1100 m-Sohle und 1200 m-Sohle (Feld 2 in Fig. 3.4-1) können die vorhandene 1100 m-Sohle und die im Lager aufgefahrene Rampe nach 1200 m genutzt werden. Dieser Fahrweg muß noch in Teilstücken neu durchgebaut und auf den für die Fahrzeuge notwendigen Querschnitt von ca. 25 m² erweitert werden. Hinzu kommt die Einrichtung von Ausweichstellen in den Transportstrecken.

3.1.3 Übertägige Anlage am Schacht Konrad 2

Während der letzten Jahre der Erzförderung wurden am Schacht Konrad 2 nur die Schachthalle mit Fördergerüst und Schachthallenanbau, das Fördermaschinengebäude mit Fördermaschine und Schaltstation sowie der Grubenlüfter genutzt.

Mögliche Änderungen betreffen unter Umständen die Aufstellung eines leistungsstarken Ventilators für das gesamte Grubengebäude und die Einrichtung eines Wasserrückhaltebeckens für Grubenwässer. Da der Schacht 2 auch weiterhin als Notbefahrung für das Grubenpersonal dienen wird, können eventuelle Strahlenschutzeinrichtungen im Schachthallenanbau untergebracht werden.

Die Reservestromversorgung am Schacht 2 kann auch weiterhin als ausreichend angesehen werden.

3.1.4 Zeitplanung für die technische Umgestaltung der Bergwerksanlagen

Im Rahmen der Eignungsuntersuchungen konnte für die technische Aus- bzw. Umrüstung der Schachtanlage zum Endlager für radioaktive Abfälle nur eine

erste rohe Zeitplanung und Kostenzusammenstellung durchgeführt werden. In der nachfolgenden Auflistung sind die Änderungen bzw. Neuplanungen an den in Kapitel 3.1.1, 3.1.2 und 3.2 aufgeführten Anlagenteilen und Geräten enthalten. Berücksichtigt wurde dabei auch eine nur bedingt gültige zeitliche Staffelung der Umrüstarbeiten (Abschnitt 1 - 3), wie sie für eine spätere Bauausführung in etwa vorstellbar ist.

Bauabschnitt 1 (geschätzte Kosten: 24 Mio. DM)

- Schachtfördereinrichtungen mit
  Änderungen am Fördergerüst,
  südlicher Fördermaschine mit (oder einschließlich) zugehörigem Gebäude,
  Verstärkung und teilweise Änderung der Schachteinbauten im südlichen Trumm
- Errichten einer neuen Sieb- und Brechanlage
- Beschaffung der Bergbaumaschinen für die Hohlraumerstellung

Bauabschnitt 2 (geschätzte Kosten: 15 Mio. DM)

- Umbau in der Schachthalle
- Bau der Waggonentladehalle
- Gleisanlagenänderungen und Straßenzuführung zur Waggonentladehalle
- Herrichtung des ersten Einlagerungsfeldes einschließlich der Transportstrecken unter Tage

Bauabschnitt 3 (geschätzte Kosten 15 Mio. DM)

- Technische Ausrüstung im übertägigen Bereich wie
  Krananlage zur Korbbeschickung
  Krananlage in Waggonentladehalle
  Beschaffung der notwendigen Gabelstapler
- Technische Ausrüstung im untertägigen Bereich
  Krananlage am Füllort der 4. Sohle
  Streckentransportfahrzeuge und Stapelfahrzeuge
  maschinelle Einrichtung zur Versatzeinbringung wie Blasversatzeinrichtung und umsetzbare Brechanlage
- Umbau der Wasserhaltung, einschließlich Pumpen und Rohrleitungen
- Einrichtung des für den Endlagerbetrieb erforderlichen Bewetterungssystems, einschließlich eines großen Grubenlüfters Konrad 2 über Tage

Aus den Erfahrungen beim Aufbau der Schachtanlage Konrad kann als vorgegebene Zeit für alle oben angeführten Um- und Ausrüstungen ein Zeitraum von ungefähr drei Jahren angesetzt werden. Dabei ist Voraussetzung, daß bereits detaillierte Konzepte und Planungen für vergabereife Projekte vorliegen und mit der Bauausführung sofort nach Genehmigungsbescheid begonnen werden kann. Bei der zeitlichen Realisierung muß für verschiedene Projekte z. T. Parallellauf angenommen werden, auch wenn sie technisch unabhängig voneinander sind, wie z. B. der Neubau Fördermaschinengebäude und der Aufbau einer neuen Sieb- und Brechanlage. Da diese Arbeiten von der Organisation her jedoch Berührungspunkte haben, wie Unterbringung von Belegschaft, Waschkaueneinrichtungen, Rüstplatz, Werkstatt u. a., kann es unter Umständen erforderlich sein, Um- oder Neubauten bzw. Erweiterungen der vorhandenen übertägigen Anlagen vor dem Umbau der endlagerspezifischen technischen Anlagen durchzuführen. Andernfalls kann sich der Bauabschluß für das Endlager bis zu zwei Jahren hinausschieben.

Zu dem oben genannten anlagentechnischen Aufwand kommen noch die von der kerntechnischen Seite her notwendigen Einrichtungen. Für die den drei Bauabschnitten zugeordneten technischen Einrichtungen und Geräte wurden die Umbaukosten bzw. Anschaffungskosten anhand von vergleichbaren Richtpreisen und Schätzungen angenähert ermittelt. Eine definitive Endsumme kann für die Errichtung eines Endlagerbetriebes in der Schachtanlage Konrad noch nicht gegeben werden, da dazu ein wesentlich genaueres Planungskonzept für die Umrüstarbeiten erstellt sowie eine intensive Kostenermittlung durchgeführt werden müssen. Diese Aufgabe überstieg die im Rahmen des F + E-Programms gegebenen personellen und finanziellen Möglichkeiten.

3.2 Verwendungsmöglichkeiten und Ergänzung der technischen Geräte im Endlagerbetrieb

3.2.1 Hohlraumauffahrung und Erzförderbetrieb

Im Prinzip können die unter Kapitel 2.5 und 2.6 aufgeführten untertägigen Anlagen und Gerätschaften für bergmännische Hohlraumauffahrung und Erzförderung weiterhin verwendet werden. Sie sind jedoch laufend dem Stand der Technik an-

zupassen, und überalterte Geräte sind gegebenenfalls durch neue zu ersetzen. Dabei spielen bergbehördliche Sicherheitsvorschriften ebenso eine Rolle wie weitere Verbesserung der bergmännischen Arbeitsweise mit dem Ziel einer Leistungssteigerung bei der Hohlraumerstellung.

Nach bisherigen Erfahrungen, Versuchen und Abschätzungen zeigt es sich, daß selbst ohne Ausschöpfung der maximalen Schacht- und Streckentransportkapazitäten die Befüllung der Hohlräume mit Abfallgebinden halb so lange dauern wird wie die entsprechende Hohlraumauffahrung. Das bedeutet, daß auf eine Einlagerungsschicht pro Tag jeweils zwei Auffahrungsschichten entfallen. Für den bergmännischen Betrieb müssen zusätzliche notwendige Arbeiten wie das Berauben der Strecken, der Streckenausbau, die Fahrbahnerstellung u. a. berücksichtigt werden.

Um den gesamten bergmännischen Betrieb einer möglichst hohen und kontinuierlichen Einlagerungsleistung anzupassen, ist deshalb eine verstärkte technische Ausrüstung im Auffahrungsbetrieb notwendig, die die Einrichtung mehrerer Betriebspunkte ermöglicht. Im einzelnen bedeutet dies vor allem die Beschaffung einer ausreichenden Zahl von leistungsstarken Teilschnittmaschinen (vgl. Kapitel 2.6, 3.3) und die Ergänzung bzw. den Ersatz der bisher verwendeten Frontschaufellader durch Muldenkippfahrzeuge mit doppelter Nutzlast.

Besondere Bedeutung wird der untertägigen Erzzerkleinerung und Absiebung zugemessen, da ein Teil des in der Auffahrung gewonnenen Erzes sowohl zur Resthohlraumverfüllung und Abfallüberdeckung als auch für Abschlußdämme und zur Fahrbahnerstellung verwendet werden soll. Die vorhandene Erzbrechanlage unter Tage reicht hierzu bei weitem nicht aus. In den aufzufahrenden Feldesteilen müssen deshalb mehrere leicht umsetzbare Sieb- und Brecheinheiten eingesetzt werden.

Für die begleitenden Maßnahmen, wie Streckenausbau mit Ankern und Maschendraht, Bohren von Wetterlöchern, Berauben, Herstellen und Pflege der Fahrbahnen, Materialtransport, Bewetterung und Entstaubung muß der vorhandene Bestand an Geräten und Fahrzeugen so ergänzt werden, daß ein fester Betriebsplan für Hohlraumauffahrung und Endlagerung möglich ist. Naturgemäß bestimmen dabei die angesetzten mittelfristigen Leistungsziele wesentlich dem Umfang des Maschinenparks.

3.2.2 Endlagerbetrieb

Unter der Voraussetzung, daß der untertägige Endlagerbetrieb im wesentlichen den Transport und das Stapeln der Abfallgebinde ausmacht, gilt die Feststellung, daß hierfür keine geeigneten Fahrzeuge und Geräte vorhanden sind.

Für den Transport vom Schacht über Strecken, Wendeln und Rampen zu den Einlagerungskammern werden Fahrzeuge mit auf die Gebinde, Paletten oder Container zugeschnitttenen Ladeflächen oder anderen Ladevorrichtungen benötigt. Als brauchbare Lösungen bieten sich hier Sonderkonstruktionen auf der Basis der auf dem Markt vorhandenen Muldenkippfahrzeuge und Frontschaufellader mit Knicklenkung an. Die betriebstechnischen Forderungen für die Fahrzeuge sind:

- Nutzlast von 20 t, eine maximale Fahrzeugbreite von ca. 2800 mm, Ladeflächenhöhe möglichst nicht über 1000 mm, Ladefläche als Plattform ausgebildet und mit Arretiervorrichtung für Lasten.
- Einrichtungen zum Abrollen oder Abgleiten der Last auf Sohlenniveau sind in Betracht zu ziehen.

Für den Stapelvorgang selbst können Stapelfahrzeuge und Fahrzeuge mit Teleskopausleger und Gabel- oder Greifzangenausrüstungen zum Einsatz kommen. Versuche mit vorhandenen Fahrzeugen dieser Art aus dem gleislosen Erzförderbetrieb haben deren grundsätzliche Verwendbarkeit nachgewiesen. Für den Einlagerungsbetrie' sollten je Kammer mehrere solche Stapelfahrzeuge zur Verfügung stehen, um das Aufnehmen, Verfahren und Stapeln von Gebinden mit verschiedenen Formen und Gewichten problemlos und zügig durchführen zu können. Die optimale Handhabung der Abfälle in der Endlagerkammer ist eine wichtige Voraussetzung für Endlagerleistung und Minimierung der Dosisleistung für das Betriebspersonal.

Für die Übergabe schwerer Lasten vom Transportfahrzeug auf das Stapelfahrzeug kommt als Hilfsgerät ein umsetzbarer Portalkran in Frage.

Auch für die der Stapelung nachfolgenden und abschnittsweise durchzuführenden Arbeitsgänge, wie z. B. die Rampenaufschütten, das Überdecken von endgelagerten Abfallgebinden mit Erz und die Resthohlraumverfüllung, müssen geeignete Geräte beschafft werden.

Das Aufschütten einer Rampe und das Überdecken der unteren, etwa 2 m hohen Gebindelage mit einer ca. 300 mm starken Erzschicht, das Planieren der Erzschüttung und das Befahrbarmachen dieser Überdeckung kann mit Fahrzeugtypen und Geräten vorgenommen werden, wie sie im gleislosen Förderbetrieb bisher verwendet wurden.

Über das endgültige bergtechnische Verfahren zur Resthohlraumverfüllung der Endlagerkammern und die zu benutzenden Gerätschaften kann erst nach einem noch durchzuführenden in situ-Versuch entschieden werden. Eine im Rahmen des F + E-Programms durchgeführte Versatzstudie ergab unter Berücksichtigung aller für die spezifischen Verhältnisse in der Grube Konrad anwendbaren Verfahren, daß ein modifiziertes Blasversatzverfahren vorteilhaft ist (vgl. Kapitel 3.5). Eine entsprechende Anlage besteht zumeist aus einer Blasversatzmaschine, einer Staubfilteranlage, einer Kompressoranlage sowie einem Materialbunker. Dazu kommen je nach Anordnung der Geräte noch verschiedene Rohrleitungssysteme.

Für die Aufschüttung eines die Einlagerungsstrecken abschließenden Dammes kann mit herkömmlichen Frontschaufelladern, Förderbändern oder Schleuderversatzgeräten gearbeitet werden.

Zusammenfassend ist festzustellen, daß für den eigentlichen Endlagerbetrieb nur bedingt die vorhandenen Geräte und Fahrzeuge eingesetzt werden können, auch wenn vereinzelt eine Eignung vorhanden ist. Hauptgrund dafür ist, daß diese Geräte und Fahrzeuge für die Hohlraumerstellung benötigt werden. Da der Hohlraumauffahrungsbetrieb vom Endlagerbetrieb aufgrund des Strahlenschutzes räumlich getrennt bzw. im Grubenfeld weit entfernt ist, ist es eine betriebstechnische Notwendigkeit, daß beide Betriebsarten mit eigenen Geräten unabhängig voneinander durchgeführt werden können. Eventuelle Geräteengpässe führen sofort zu einer Leistungsminderung sowohl bei der Auffahrung als auch bei der Einlagerung.

3.3 Auffahrungskonzept für Endlagerhohlräume

Vgl. Teil B, Kapitel 5 und 6, Gebirgsmechanische Aspekte zur Hohlraumerstellung.

3.3.1 Modellentwicklung von Endlagerkammern

Für die Auslegung und Anordnung von Endlagerkammern sind einerseits die geologischen und gebirgsmechanischen Verhältnisse in der Grube und andererseits die bergmännischen Erfahrungen mit dem Eisenerzlager maßgebend. Zusätzlich müssen technische Anforderungen berücksichtigt werden, die sowohl die anzuwendende Auffahrtechnik als auch die Möglichkeiten für Transport und Stapelung der Abfallgebinde betreffen. Nicht zuletzt spielen auch kern- und sicherheitstechnische Gesichtspunkte für Betriebs- und Nachbetriebsphase eine Rolle.

Vorwiegend auf der Grundlage der bergmännischen Erfahrungen und unter konservativen gebirgsmechanischen Standsicherheitsanforderungen wurden die vier möglichen Kammermodelle A, B, C und D entwickelt.

Das Kammermodell A (Fig. 3.3-1) basiert auf dem bisher angewandten bergtechnischen Vorrichtungskonzept für die Einrichtung von Gewinnungsfeldern im schwebenden Kammerbau. Dabei werden zwei Sohlen im seigeren Abstand von 100 m im Erzlager parallel zueinander aufgefahren und durch entsprechende Wetteraufhauen verbunden. Im Abstand von ca. 60 m zur Grund- bzw. Kopfstrecke und mit einem Abstand von ca. 50 m untereinander - jeweils bezogen auf das einfallende Lager - werden in dem umfahrenen Feldesteil vier bzw. fünf oder sechs Endlagerstrecken eingerichtet. Diese Endlagerstrecken können zwecks Hohlraumoptimierung mit einem Querschnitt von 40 m² aufgefahren werden, während für die reinen Transportstrecken 25 m² ausreichen. Die Länge der Strecken richtet sich nach den Gegebenheiten des Grubenfeldes. Die obere Hälfte des Streckenprofils wird mit dem bewährten Ankerausbau (Spreizhülsenanker von 1,8 m Länge) und Maschendrahtverzug gesichert, wobei eine Ankerdichte von ca. 1 Anker pro Quadratmeter eingehalten wird.

Beim Kammermodell B entspricht die Vorrichtung dem Modell A. Die Strecken erhalten jedoch nur einen Querschnitt von 25 m². Von ihnen ausgehend werden in regelmäßigen Abständen diagonal in den oberen Teil des Erzlagers hinein ca. 30 m lange Querschläge aufgefahren. Diese Querschläge und die im Streichen liegenden Vorrichtungsstrecken bilden zusammen die Endlagerkammern.

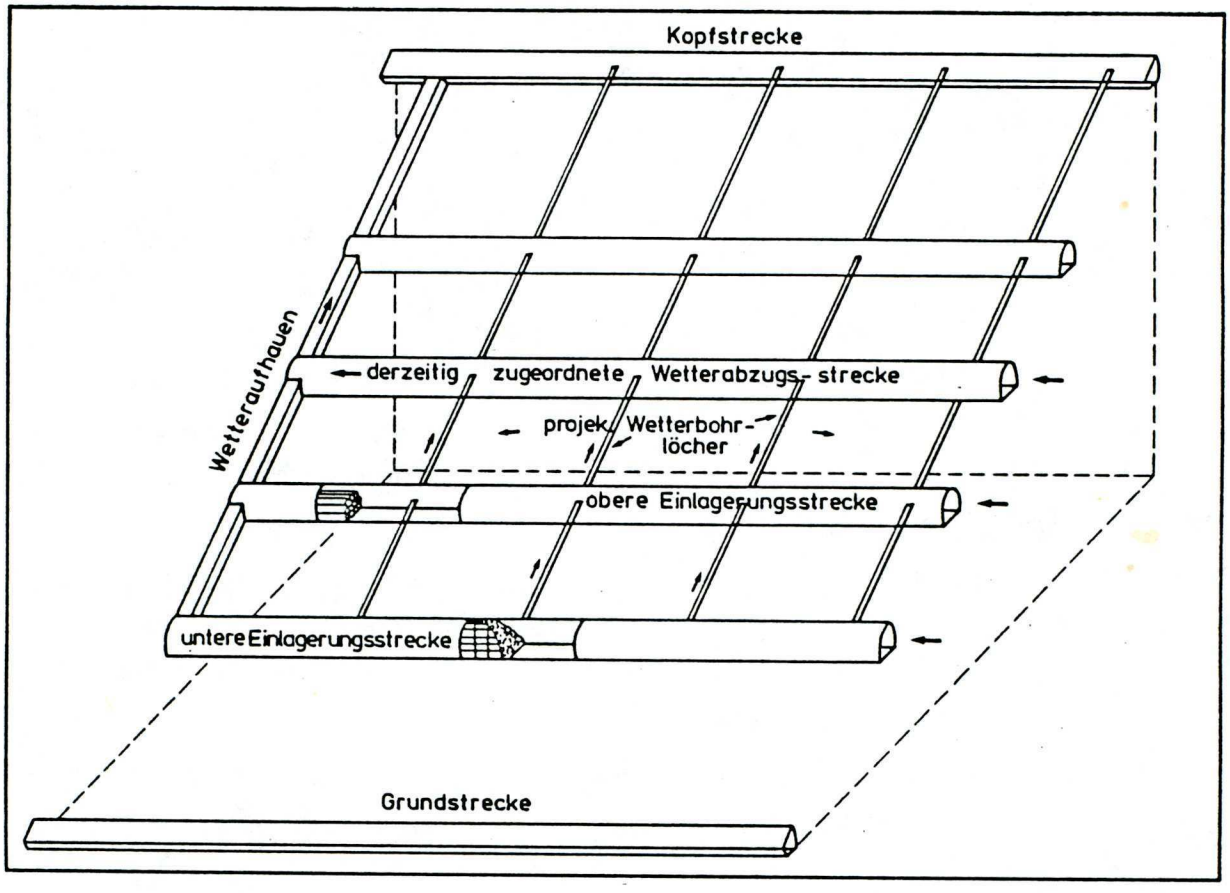


Fig. 3.3-1:
Prinzip eines Einlagerungsbetriebes nach Kammermodell A mit Wetterabführung durch Großbohrlöcher.

Für das Kammermodell C wird das Einlagerungsfeld entsprechend den vorhergenannten Modellen vorgerichtet. Die zwischen den Hauptstrecken parallel aufgefahrenen vier bis sechs Teilstrecken werden jedoch durch trapezförmige Großkammern mit einem Querschnitt von 80 bis 150 m² und einer Länge von 20 m im Einfallen des Erzlagers miteinander verbunden. In ihrer Anordnung ähneln diese Kammern den in der ersten Abbauphase angelegten sogenannten schwebenden Kammern. Die Einlagerung kann hier zunächst nur durch Abkippen erfolgen. Erst nach Auffüllen bis Sohlenniveau kann hineingefahren und der Resthohlraum in Stapeltechnik genutzt werden. Zusätzlich stehen nach Verfüllung der Großkammern auch die Teilstrecken für die Endlagerung zur Verfügung.

Das Kammermodell D kann zweckmäßigerweise nur durch Einbeziehung des oberen Erzlagers in das Auffahrkonzept der Einlagerungsfelder realisiert werden. Im unteren Haupterzlager werden, wie bei den übrigen Modellen, streichende Strecken aufgefahren, die mit senkrecht darüber im oberen Erzlager aufzufahrenden Strecken durch Weitungsbaue mit bis zu 8 m Durchmesser und 18 m Höhe verbunden werden. Eingelagert wird zunächst in der unteren Strecke, die abschnittsweise mit Dämmen versehen wird. In der 2. Phase werden die Abfallgebinde von der oberen Strecke in die Weitungsbaue gestürzt und danach die Abwurfstrecke selbst mit Abfällen verfüllt. Ein derartiger Weitungsbau mit den beiden zugehörigen Streckenabschnitten besitzt schätzungsweise ein Volumen von ca. 800 m³.

3.3.2 Entscheidungsgründe für das Kammermodell A

Zur Durchführung von endlagerspezifischen und gebirgsmechanischen Untersuchungen war die Auswahl des letztlich für die Endlagerung in Frage kommenden Kammermodells bereits in einer frühen Phase des F + E-Programms notwendig. Eine entsprechende Lagerkammer mußte anschließend aufgefahren und für die Versuche hergerichtet werden, um dann mit den Versuchen die Durchführbarkeit des vorgeschlagenen Endlagerkonzepts aufzeigen zu können. Bei der gegenseitigen Abwägung der oben dargestellten Kammermodelle standen von den angeführten Kriterien insbesondere die gebirgsmechanische Sicherheit, einfache bergmännische Auffahrung und gute Verfahrbarkeit der Abfalltransporte im Vordergrund.

Eine vergleichende Gegenüberstellung der vier entwickelten Kammermodelle hat gezeigt, daß das Kammermodell A für eine Einlagerung am günstigsten ist. Unter

den gegebenen Bedingungen hat ein Einlagerungsraum mit diesem Grundkonzept die folgenden Vorteile:

- Das Modell A besitzt ein im direkten Vergleich geringeres Einlagerungsvolumen als die Alternativen, aber gerade deswegen und aufgrund der nahezu geraden und söhligen Streckenführung ohne Brückenfelder wie bei B, überdimensionale Kammergrößen wie bei C, Durchfahren des Nebengesteins wie bei D, ergibt sich eine hohe gebirgsmechanische Stabilität (vgl. Teil B, Kapitel 6).

- Aufgrund ausreichender Standsicherheit der Kammerwände kann weitgehend auf das Einbringen von frühzeitig tragendem Bergeversatz in den Endlagerkammern verzichtet werden.

- Anordnung und Querschnitt der Endlagerstrecken nach Modell A sind auch in solchen Feldesteilen anwendbar, in denen das Erz in geringerer Mächtigkeit ansteht.

- Die Auffahrung ist einfach und langjährig in konventioneller Sprengtechnik erprobt. Eine sichere und effiziente bergtechnische Kammer- und Streckenauffahrung durch Teilschnittmaschinen mit gebirgsschonender Arbeitsweise und exakter Einhaltung des Streckenformats ist ebenfalls möglich.

- Die Verkehrsflächen sind für den Transportbetrieb bei Hohlraumgewinnung und Einlagerung ausreichend. Alle Endlagerstrecken benötigen nur eine gemeinsame Rampenzufahrt.

- An dieser Rampenzufahrt kann jede Endlagerstrecke nach Befüllung durch Dämme abgeschlossen werden.

- Die söhligen, gerade geführten und geräumigen Endlagerstrecken bilden eine gute Basis für optimale Gebindestapelung im Rückbau und zügige Handhabung.

- Große Hohlraumausnutzung ist gegeben bei Stapelung der Abfallgebinde im Gegensatz zur Versturztechnik.

- Durch Wetterbohrlöcher, Aufhauen und gemeinsame Wetterabzugsstrecken läßt sich die Bewetterung eines Endlagers mit Kammern dieses Types relativ einfach lösen.

Aus diesen Gründen wurde das Kammermodell A mit seinen Endlagerstrecken als Grundlage für die Festlegung der Endlagerfelder und die Berechnung der Endlagerkapazität sowie für die Auffahrungs- und Einlagerungszeitpläne und die Organisationsplanung gewählt. Sofern es bergtechnische oder kerntechnische Gesichtspunkte notwendig erscheinen lassen, können nach vorheriger Eignungsuntersuchung auch andere Kammermodelle - eventuell in Anlehnung an die Kammermodelle B, C und D - für die Endlagerung gewählt werden.

3.3.3 Auffahrung von Einlagerungskammern

Die zunächst auf rein bergmännischen Überlegungen und Erfahrungen getroffene Entscheidung für ein Endlagerkammermodell bedurfte zur Bestätigung der getroffenen Annahmen sowie zur Erprobung geeigneter moderner Auffahrtechniken und einer sicheren Endlagertechnik in dieser Streckengröße eines praktischen Versuchs.

So wurde 1980/81 auf der Teilsohle 542 eine Streckenlänge von ca. 243 m entsprechend dem Kammermodell A hergerichtet. Die Strecke wurde dabei von ursprünglich 25 m² in gebirgsschonender Sprengtechnik - unter Verwendung von Sprengschnur - auf 40 m² erweitert. Der Ausbau erfolgte durch Maschendraht und Anker in der Firste und an den Stößen. In zwei Querschnittsebenen wurden Meßstationen zur Feststellung des gebirgsmechanischen Verformungsverhaltens der Strecken eingerichtet.

Aus dem erweiterten Streckenquerschnitt wurden erstmals mit der Korfmann-Bohrmaschine (siehe Kapitel 2.6.4) Wetterbohrlöcher mit 500 mm Durchmesser ansteigend im Erzlager zur darüberliegenden Teilsohle 552 mit gutem Bohrfortschritt gebohrt. Die Maschine erwies sich als funktionstüchtig. Die gewählten Schneidwerkzeuge bedürfen noch der weiteren Erprobung und gegebenenfalls einer Verbesserung. Der Austrag des Bohrkleins mittels Schneckenbohrgestänge erfolgte ohne Komplikationen und war nur mit geringer Staubentwicklung verbunden. Für die Bewetterung derartiger Einlagerungsstrecken werden in Abständen von ca. 20 m oder mehr Wetterbohrlöcher notwendig sein, die aber wegen der einzusetzenden Großfahrzeuge und den für die Wärmeabfuhr notwendigen Wettermengen einen Durchmesser von 700 mm haben sollten. Aus diesem Grund wird in einem weiteren Bohrversuch auch das Erweitern der Bohrlöcher erprobt. Für die anschließenden Wettermessungen müssen eine größere Anzahl dieser Großbohrlöcher zur Verfügung stehen (vgl. Kapitel 3.7).

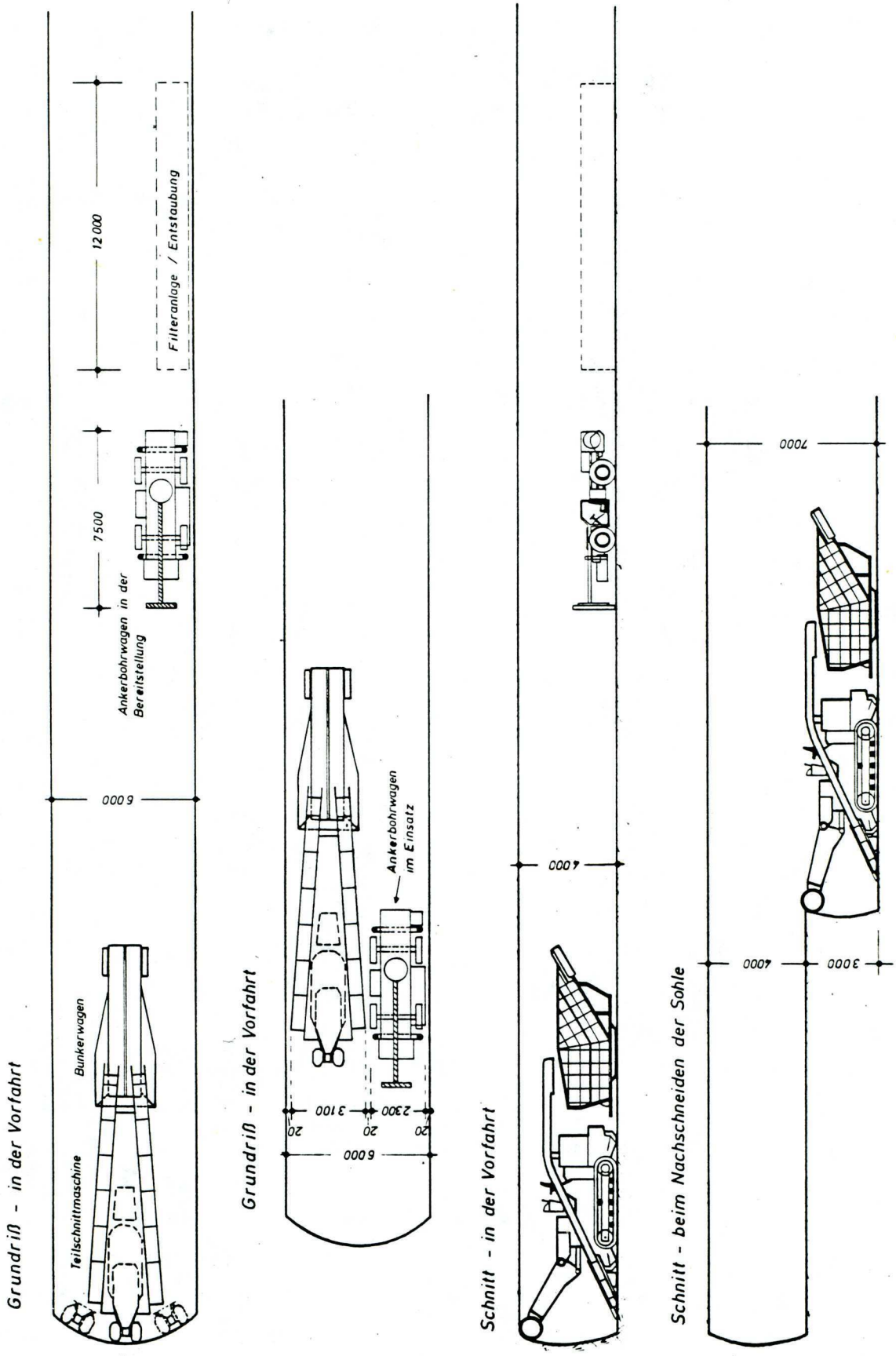


Fig. 3.3-2: Prinzip der Auffahrung von Einlagerungsstrecken mit Teilschnittmaschinen.

Beim Erweitern der Strecke mit gebirgsschonendem Sprengen zeigte es sich, daß mit diesem Verfahren eine sehr gute Profilgenauigkeit, jedoch verbunden mit großem Zeitaufwand, zu erreichen ist. Überschlägige Rechnungen für eine Kammerauffahrung mit diesem Querschnitt und nach diesem Verfahren, d. h. Auffahrung im herkömmlichen Verfahren bis 25 m² Ausbruchgröße und Erweitern im gebirgsschonenden Sprengen auf 40 m², ergaben eine Auffahrleistung von 1 m/Schicht beim Ansatz von zwei Betriebspunkten. Diese Auffahrleistung liegt noch unter der für die angesetzten jährlichen Endlagerleistung von 12500 m³ Abfall notwendigen Hohlraumerstellung von 25000 m³ pro Jahr.

Zur Steigerung der Auffahrleistung werden z. Z. in der Teilstrecke 522 Versuche mit einer Teilschnittmaschine gefahren. Im Einsatz befindet sich der Super Rock-Miner 330 (vgl. Kapitel 2.6.1). Mit dieser Maschine wurde zunächst der obere Streckenbereich mit einer Höhe von ca. 4 m, einer Breite von 6 m und einem Querschnitt von ca. 25 m² vorgetrieben. Die aufgefahrene Streckenlänge betrug bis Ende 1981 ca. 50 m. Da an der Maschine noch etliche Änderungen durchzuführen waren und außerdem das Bedienungspersonal mit dem Gerät erst vertraut werden mußte, besonders um eine profilgerechte Firste zu schneiden, wurde bei diesem Versuch eine Löseleistung von nur 50 bis 60 t/Maschinenstunde ermittelt (Fig. 3.3-2).

Aber schon mit einer solchen Leistung wird die oben angegebene Auffahrleistung im herkömmlichen Verfahren bei weitem überschritten. Legt man für zwei getrennte Betriebspunkte jeweils einen Vortrieb im First- oder Sohlenbereich an, so ergibt sich eine mittlere Gesamtschneidleistung von 300 t Erz /Schicht, bzw. ca. 110 m³ Hohlraum/Schicht. Das entspricht bei 40 m² Querschnitt einer Kammerauffahrleistung von 2,7 m pro Schicht.

Teile der bereits auf 40 m² vergrößerten Strecke wurden im Rahmen der Eignungsuntersuchungen zur Versuchsstapelung von nicht mit Abfall gefüllten 400 l-Rollreifenfässern, VBA- und Kastenbehältern benutzt. Dabei wurde u. a. der praktisch zu erzielende Füllungsgrad festgestellt (vgl. Kapitel 3.4).

3.4 Endlagerkapazitäten in erkundeten Feldesteilen

3.4.1 Auswahl der Endlagerfelder mit Kapazitätsangaben

Die Auswahl der Endlagerfelder im Grubengebäude hängt zunächst davon ab, inwieweit im erkundeten Teil der Grube unter Nichtberücksichtigung der bereits ausgeerzten Feldesteile noch geeignet große und standsichere Einlagerungskammern vorhanden sind bzw. noch aufgefahren werden können. Im Umfeld des großräumigen Erzabbaus im Südteil der Grube sind durch ehemalige Vorrichtung teilweise ausbaufähige Grubenfelder vorhanden. Es bietet sich daher an, diesen Grubenteil zuerst für die Endlagerung zu nutzen (vgl. Teil B, Kapitel 5 und 6).

Nach Norden ist das Erzlager im Bereich der 5. Sohle in 1200 m Teufe durch eine Richtstrecke bis in 1,04 km Entfernung von Schacht 1 erschlossen. Hier können später Endlagerhohlräume vorrangig nach oben zur 3. und 4. Sohle hin eingerichtet werden. Die Auswahl eines unter den o. a. Aspekten geeigneten Endlagermodells hatte auch Einfluß auf die Festlegung der Feldesteile, in denen ausreichend dimensionierte Kammern in geeigneter Anordnung aufgefahren werden können. Bei der Kalkulation der verfügbaren bzw. erstellbaren Kammervolumina wurden vorrangig die südlich des Schachts 1 liegenden Feldesteile berücksichtigt. Ausgehend vom Kammermodell A (Einlagerungsstrecke mit max. 40 m² Querschnitt) ergeben sich für die Endlagerung sechs aus- und vorzurichtende Feldesteile, von denen fünf südlich der Bleckenstedter Störung liegen (vgl. Fig. 3.4-1). Je nach Lage und Erzmächtigkeiten der verschiedenen Feldesteile wird das Kammermodell A den individuellen Verhältnissen angepaßt, wobei gegebenenfalls Anordnung und Querschnitt der Endlagerstrecken in gewissen Grenzen variiert werden müssen.

Unter Berücksichtigung dieses "Ortsfaktors" sind auf der Basis des vorgestellten Kammerkonzepts ungefähr folgende Hohlraumvolumina in den einzelnen Feldesteilen zu erwarten:

Feldesteil 1: Bereich 2. Sohle zwischen Bleckenstedter Sprung und Berg 6, mittlere Erzmächtigkeit 9,5 m, Hohlraum 218.400 m³.

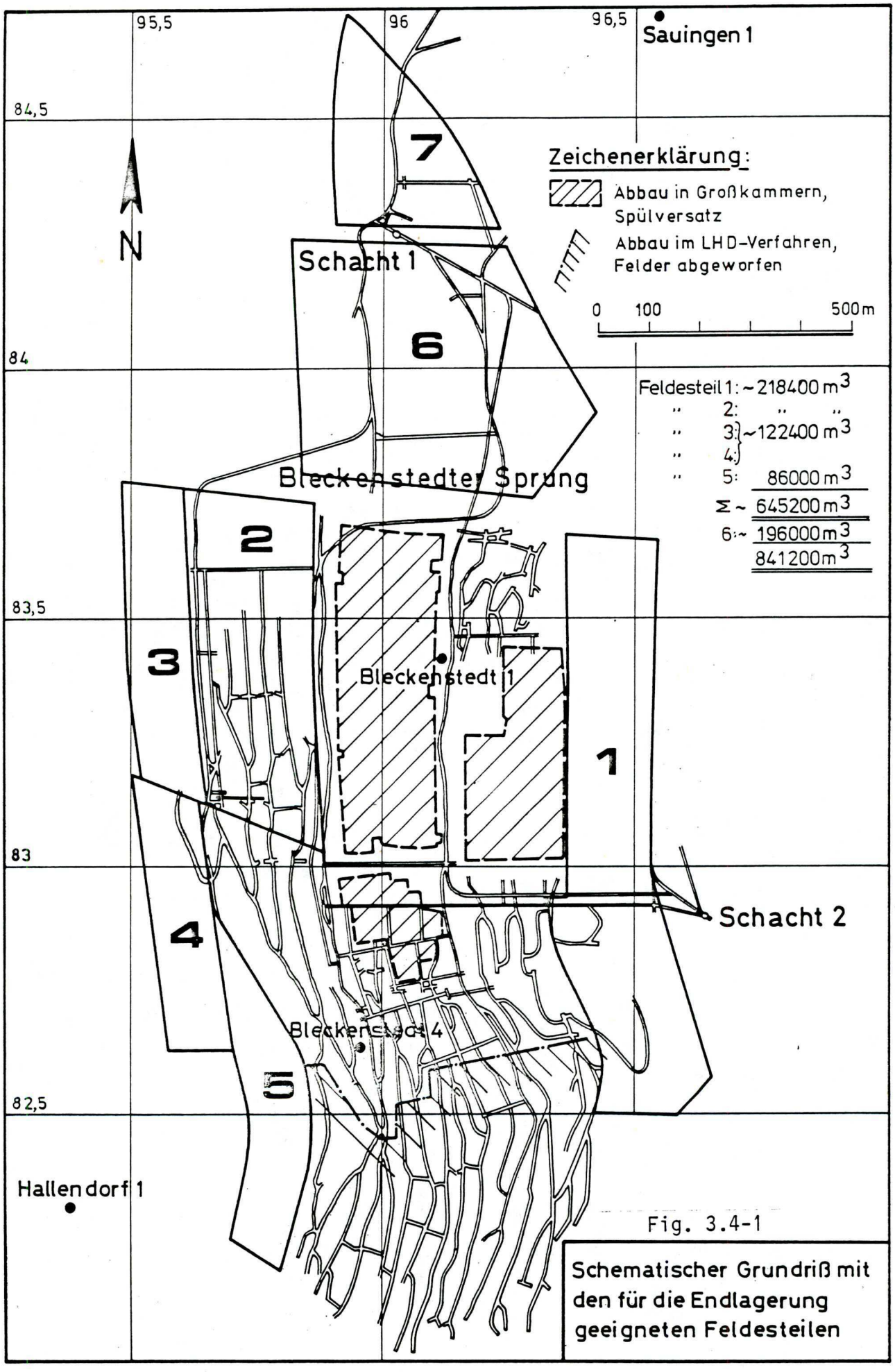


Fig. 3.4-1

Schematischer Grundriß mit den für die Endlagerung geeigneten Feldesteilen

Feldesteil 2: Zwischen 4. und 5. Sohle südlich des Bleckenstedter Sprunges bis zur Rampe 570, Erzmächtigkeit ca. 15 m, Hohlraum 218.400 m³.

Feldesteil 3/4: Unterhalb der 5. Sohle, südlich Bleckenstedter Sprung, Erzmächtigkeit von 15 m auf 4 m im Südbereich absinkend, Hohlraum 122.400 m³.

Feldesteil 5: Südlich der Rampe 570 zwischen 4. und 5. Sohle, Erzmächtigkeit auf 4 m zurückgehend, Hohlraum 86.000 m³.

Feldesteil 6: Nördlich des Bleckenstedter Sprunges bis zum Schacht Konrad 1.

Feldesteil 6a: Unterhalb der 5. Sohle, Erzmächtigkeit 15-17 m, Hohlraum ca. 54.000 m³.

Feldesteil 6b: Zwischen 5. und 4. Sohle, Erzmächtigkeit ca. 14 m, Hohlraum ca. 90.000 m³.

Feldesteil 6c: Oberhalb der 4. Sohle, Erzmächtigkeit bei 11 m,Hohlraum ca. 52.000 m³.

Damit können im Bereich südlich des Schachtes 1 für Kammern bzw. Strecken des Modells A je nach Auffahrung bis zu 841.000 m³ Hohlraum zur Verfügung gestellt werden, davon südlich des Bleckenstedter Sprunges ca. 646.000 m³. Nördlich von Schacht 1 kann durch optimale Streckenaus- und -vorrichtung im erkundeten Grubenfeld ein zusätzlicher Hohlraum von ca. 300.000 m³ geschaffen werden. Weitere Kapazitäten ergeben sich aus einer generellen Ausweitung des Grubenfeldes nach Norden, was aufgrund gleichartiger geologischer Verhältnisse möglich ist (vgl. Kap. A 1 und B 1, 2).

3.4.2 Hohlraumnutzung bei Abfallstapelung

Je nach der Querschnittgestaltung in den Endlagerkammern (Konrad- oder Rundbogenprofil) und abhängig von Ort und Form der einzubringenden Abfallgebinde

wie da sind Kastenbehälter, Fässer, zylindrische Behälter mit verlorener Betonabschirmung oder Stahlummantelung und Fässer auf Paletten, ist die Ausnutzung der Einlagerungshohlräume unterschiedlich. Hinzu kommen in einem Einlagerungsfeldesteil die Transportstrecken, die Wetterstrecken, -aufhauen- und -bohrlöcher, die Nebenörter, Nebenstrecken und der am Eingang der Einlagerungsstrecken benötigte Raum für Abschlußdämme. Für eine konservative Kapazitätsabschätzung wurde daher der durch Gebindestapelung effektiv nutzbare Kammerraum mit ca. 50 % des Gesamthohlraums angenommen (vgl. Teil D, Kapitel 3.3).

Bei allen bisherigen Kapazitätsbetrachtungen wurden für die beiden Einlagerungsfelder südlich und nördlich des Bleckenstedter Sprunges ein erstellbarer Hohlraum von je 500.000 m³ angesetzt. Diese beiden Einlagerungsbereiche können beim angenommenen Füllfaktor von 0,5 insgesamt 500.000 m³ Endabfall, d. h. einschließlich der Behältnisse, aufnehmen. Entsprechend der Hohlraumabschätzung in Kaptitel 3.4.1 wird sich diese Menge unter günstigen Bedingungen bis zu 600.000 m³ in den erschlossenen Feldesteilen steigern lassen.

3.4.3 Abschätzung des Bedarfs an Endlagerkapazität und Einlagerungsleistung

In der Antwort der Bundesregierung auf eine große Anfrage zur "Verantwortung des Bundes für die Sicherstellung und Endlagerung radioaktiver Abfälle in der Bundesrepublik Deutschland" hat der Bundesminister des Innern (Mitteilungsblatt des Deutschen Bundestages, Drucksache 9/1231, 22.12.1981) die folgenden Zahlen zum Bestand und zukünftigen Aufkommen schwachradioaktiver Abfälle veröffentlicht:

- Bis zum 31.12.1980 sind rund gerechnet 123 000 200 l-Fässer, 13 600 400 l-Fässer und 23 000 200 l-Fässer in verlorenen Betonabschirmungen (VBA) angefallen.
- Im Jahre 1981 beträgt das anfallende Abfallaufkommen voraussichtlich 10 000 400 l-Faßäquivalente.
- In den folgenden Jahren werden die jährlich anfallenden Mengen voraussichtlich kontinuierlich ansteigen, so daß im Jahre 2000 als Jahresmenge zwischen 14 500 und 30 000 400-Faßäquivalente mit schwachradioaktiven Abfällen erwartet werden

können. Die relativ große Differenz zwischen Minimal- und Maximalwerten ergibt sich aus unterschiedlichen Annahmen über den zukünftigen Ausbau der Kernenergieerzeugung und die Weiterentwicklung der Konditionierungsverfahren verbunden mit einer Volumenreduktion der Abfälle.

- Entsprechend rechnet die Bundesregierung bis zum Ende des Jahres 2000 insgesamt mit einer kumulierten schwachradioaktiven Abfallmenge von 225 000 bis 405 000 400 l-Faßäquivalenten. Für diese Vorausschätzung und den daraus abzuleitenden Endlagerbedarf wurden aus Gründen der Übersichtlichkeit alle Volumenangaben der Abfälle auf 400 l-Faßäquivalente umgerechnet. Die tatsächliche Praxis weist überwiegend 200 l-Fässer und 400 l-Fässer sowie 200 l- und 400 l-Fässer in VBA auf. Andere Behältertypen sind in der Entwicklung (vgl. Teil D, Kap. 1.2).

Auf der Grundlage der o. g. Anzahl von 400 l-Faßäquivalenten ergeben sich bei einem Volumenbedarf von 0,8 m³/400 l-Faßäquivalent (vgl. Teil D, Kap. 1.2.1) für die Betriebsplanung des Endlagers folgende Eckwerte:

	Endabfall (m³)	Hohlraumbedarf im Endlager bei Füllfaktor 0,5 (m³)
Jahresmenge 1981	8 000	16 000
Jahresmenge 2000 min.	11 600	23 000
Jahresmenge 2000 max.	24 000	48 000
Σ Abfälle Ende 2000 min.	180 000	360 000
Σ Abfälle Ende 2000 max.	324 000	648 000

Tab. 3.4-1: Nach offizieller Vorausschätzung erwartete schwachradioaktive Endabfallmengen von 400 l-Faßäquivalenten auf Endabfallvolumen (m³) umgerechnet.

Zur Planung des für die jährlich anfallenden Abfallmengen erforderlichen Endlagerhohlraums sollte für eine konservative Abschätzung von den maximal zu erwartenden jährlichen Abfallvolumina ausgegangen werden. Das bedeutet, daß allein im Jahre 2000 24 000 m³ Endabfall produziert werden, für deren Beseitigung im Endlager Konrad ein Kammervolumen von 48 000 m³ erstellt werden müßte.

Wählt man für eine parallele Abschätzung als Bezugsbasis die erwartete maximale Gesamtmenge aller bis zum Ende des Jahres 2000 angefallenen schwachradioaktiven Abfälle aus Forschungszentren, Kernkraftwerksbetrieb, anderen Betriebsstätten

des Kernbrennstoffkreislaufes sowie aus der Radioisotopenanwendung in Industrie, Forschung und Medizin, dann müssen für die 324 000 m³ Endabfall insgesamt ca. 648 000 m³ Endlagerhohlraum bereitgestellt werden. Nimmt man ferner an, daß das Endlager Konrad frühestens im Jahre 1988 seinen Betrieb aufnimmt und die Beseitigung dieser Abfallmenge in den 13 Jahren abgewickelt werden soll, dann ergibt sich bei Verteilung auf gleiche Jahresmengen eine jährlich einzulagernde Abfallmenge von ca. 25 000 m³. Bei einem voraussichtlichen Füllungsfaktor von 0,5 m³ Abfall/m³ Endlagervolumen ist dafür ein Kammervolumen von 50 000 m³ erforderlich.

Zusammenfassend kann festgestellt werden, daß eine Hohlraumauffahrung von 50 000 m³ pro Jahr im Endlager Konrad ausreichen würde, um die bis einschließlich der im Jahre 2000 in der Bundesrepublik angefallenen schwachradioaktiven Abfälle mittelfristig in dem genannten Zeitraum zu beseitigen (vgl. Kap. D 1.2).

Auf der Grundlage der vorher durchgeführten Berechnung des im aufgeschlossenen Grubenbereich erstellbaren Gesamthohlraumvolumens von ca. 1 Mio m³ ermittelt sich unter Berücksichtigung einer jährlichen und gleichbleiben Kammerauffahrleistung von 50 000 m³ für das Endlager eine Gesamtbetriebsdauer von ca. 20 Jahren.

Da die Abschätzung des Hohlraumbedarfs im Endlager auf den erwarteten maximalen Abfallmengen basiert, sollte eher davon ausgegangen werden, daß in der Praxis der Bedarf an Kammervolumen unter den angegebenen 50 000 m³/Jahr liegen wird. Nach derzeitigen Erkenntnissen aus ersten Auffahrversuchen im Schneidverfahren wird eine jährliche Auffahrleistung von ca. 40 000 m³ Nutzhohlraum als technisch möglich angesehen. Das reicht bei 50 %iger Füllung für die Endlagerung von ca. 20 000 m³ Abfall aus. Je nach Lage der vorzurichtenden Grubenfelder und mit zunehmender Betriebserfahrung bei Einlagerung und Auffahrung sollte sich diese Leistung im Mehrschichtbetrieb auf ca. 25 000 - 30 000 m³ Abfall/Jahr steigern lassen. Für die Erreichung dieses Leistungsziels sollte unter Berücksichtigung aller bergmännischen und technischen Vorarbeiten ein Zeitraum von etwa vier Jahren angesetzt werden. Anfangs erscheint auf der Basis einer ausgewogenen Betriebsplanung und entsprechend den in den Kapiteln 3.1, 3.2 und 3.3 vorgestellten Konzepten jedoch nur eine Einlagerungsleistung von 12 500 m³ Endabfall/Jahr möglich (vgl. nachfolgende Kapitel).

Die Betriebsdauer des Endlagers Konrad ist ein entscheidendes Kriterium für einen wesentlichen Teilaspekt der zukünftigen Nutzung der Anlage, nämlich der Endlagerung von Stillegungsabfällen aus dem Abriß von Kernkraftwerken nach erfolgter Endabschaltung. Nach ersten Abschätzungen sind aus dem Abriß von zwölf Kernkraftwerken ca. 85 000 t Stillegungsabfälle zu erwarten. Je nach der ausgewählten Gebindeart wird das Endabfallvolumen für 80 000 t dieser Abfälle auf 67 000 m³ (Kastenbehälter) bis 80 000 m³ (400 l-Fässer) geschätzt (Auler et al. 1980; GSF T-114).

Größere Mengen derartiger Abfälle werden in der Bundesrepublik Deutschland erst nach dem Jahre 2000 erwartet. Berücksichtigt man bei der Ermittlung konkreter Anliefertermine zusätzlich eine ein- bis mehrjährige Abklingperiode zwischen der Stillegung und dem Abriß der Kernkraftwerke, dann verschiebt sich der Zeitpunkt eines nennenswerten Abfallaufkommens aus der Stillegung bis zum Ende der ersten Dekade des nächsten Jahrhunderts. Sollte das Endlager Konrad diesem speziellen Verwendungszweck, für den es wegen der großräumigen und leistungsstarken Fördereinrichtung besonders geeignet ist, zugeführt werden, dann muß bis dahin eine genügend große Endlagerkapazität in der Größenordnung von bis zu 160 000 m³ Hohlraum erhalten bleiben.

3.4.4 Leistungsanalyse für Förder-, Transport- und Endlagertechnik

Die Auslegung der zukünftigen Schachtförderung wurde einerseits im Hinblick auf die vorhandenen Gegebenheiten, wie Schachtquerschnitt im südlichen Trumm, Auslegung des Fördergerüstes u. a. und andererseits unter dem Aspekt einer Leistungssteigerung durch Einführung neuerer Techniken geplant. Dabei konnten die Daten der Fördermaschine auf eine Nutzlast von 20 t zuzüglich Einschubwagen bzw. Einfahrgestell festgelegt werden. Der Förderkorb wird eine Grundfläche von ca. 2,4 x 2,4 m und eine nutzbare Höhe von 4 m haben. Als Fördergeschwindigkeit wurde 8 m/s gewählt. Die Leistung der direkt gekuppelten Gleichstrommaschine wird bei ca. 1200 kW liegen.

Dieser Einrichtung für die Schachtförderung müssen die übertägigen und untertägigen Krananlagen auf der 4. Sohle zum Beschicken und Entladen des Korbes angepaßt werden. Zur Kalkulation einer schichtbezogenen Einlagerungsleistung wur-

den maximal fünf Förderzüge pro Stunde im Schacht d. h. maximal 25 Förderzüge pro Schicht bei fünf Stunden effektivem Abfallförderbetrieb angenommen. Diese maximale Transportleistung wurde nur im Fall der 400 l-Faßeinlagerung in Ansatz gebracht (vgl. Fig. 3.4-2). Bei anderen Gebindearten wurde mit niedrigeren Förderzugzahlen gerechnet, da für die Handhabung ein größerer Arbeitsaufwand unterstellt wurde.

Die untertägigen Transportfahrzeuge müssen mit einer Nutzlast von 20 t die Ladung eines Schachtförderzuges bewältigen können. Bei der Länge der mittleren Transportwege müssen dafür insgesamt vier bis fünf Fahrzeuge eingesetzt werden. Die Fahrt dieser Transporter muß so organisiert sein, daß ein reibungsloser Verkehr gewährleistet ist und längere Warte-/Pausenzeiten vermieden werden.

Die Zahl der in einer Einlagerungskammer einzusetzenden Stapelfahrzeuge muß die Gebindestapelung im Rhythmus des Antransports bewältigen können. Dabei sind die unterschiedlichen Gebindearten und -gewichte ein besonders zu beachtender Faktor. Voraussichtlich müssen Stapelfahrzeuge in drei verschiedenen Ausführungen in den Kammern zur Verfügung stehen (vgl. Teil D, Kap. 3).

Aus einer konservativen Abstimmung der Förderkapazitäten (Schacht- und Streckenförderung) für einen einschichtigen Endlagerbetrieb mit gleichzeitiger Abfall- und Erzförderung ergibt sich bei 200 Einlagerungsschichten pro Jahr eine Einlagerungsleistung von 12 500 m³ Endabfall pro Jahr. Für diese Abfallvolumen wurden jeweils die gebindespezifischen Fördermengen und Förderzüge kalkuliert (vgl. Tab. 3.4-2, Spalte A). Dabei wurden den verschiedenen Gebindearten die in Tab. 3.4-3 und Kapitel D 1.1.5 angegebenen Volumina und Behälterabmessungen zugrunde gelegt.

Auf der Basis einer Transporstudie wurden über die maximal möglichen Kapazitäten von Schachtförderung, Streckentransport und Einlagerung die Leistungsdaten für einen Endlagerbetrieb mit nur jeweils einem Gebindetyp ermittelt (vgl. Tab. 3.4-2, Spalte B). Für den effektiven Abfallförderbetrieb wurden dabei ebenfalls fünf Stunden pro Schicht und 200 Förderschichten pro Jahr zugrunde gelegt. Das Ergebnis der Abschätzung zeigt, daß bei voller Ausnutzung der Transportkapazitäten und unter Vernachlässigung einer gleichzeitigen Erzförderung aus dem Kammerauffahrbetrieb die Einlagerung von 400 l-Fässern auf 6er-Paletten am leistungsstärksten ist und bis zu 30 000 m³/Jahr, d. h. 60 000 Fässer/Jahr bzw. 300 Fässer/Schicht

im einschichtigen Betrieb erreichen kann. Dabei sind die maximal möglichen Einlagerungsmengen für 400 l-Fässer in VBA oder größere Abfallbehälter wegen des erheblichen Handhabungsaufwandes deutlich geringer. Entsprechend sinken auch die Leistungswerte für einen Mischbetrieb mit gleichzeitiger Anlieferung und Einlagerung verschiedener Gebindetypen.

Einlagerungsleistung :	(A) bei 12500 m³ Endabfall/Jahr			(B) bei maximaler Transportleistung			
Art der Abfallgebinde	alternative Mengen pro		Förderzüge pro Schicht	Förderzüge pro Schicht	alternative Mengen pro		
	Jahr (Stück)	Schicht (Stück)			Schicht (Stück)	Schicht (m³)	Jahr (m³)
1. 400 l-Fässer (auf 6er-Paletten)	25.000	125	10-11	25	300	150	30.000
2. 400 l-Fässer in VBA	9.260	46	11-12	20	80	108	21.600
3. Normbehälter 1,19 x 1,19 x 2,35 m	3.570	18	9	15	30	105	21.000
4. Großbehälter z. B. 2 x 2 x 2 m	1.560	8	8	10	10	80	16.000

Tab. 3.4-2: Leistungsspiegel für die Endlagerung von 12 500 m³ Endabfall pro Jahr im Vergleich zur maximalen Transportkapazität der Anlage bei 200 Einlagerungsschichten pro Jahr (Engpässe bei der Hohlraumerstellung sind nicht berücksichtigt).

Art der Abfallgebinde	Einzelvolumen (m³)	angenommene Stückmenge pro		Förderzüge pro Schicht	anteilige Gebindevolumina pro Jahr (m³)
		Jahr	Schicht		
1. 400 l-Fässer auf Paletten	0,5	9.600	48	4	4.800
2. 400 l-Fässer in VBA	1,35	3.200	16	4	4.320
3. Normbehälter 1,19 x 1,19 x 2,35 m	3,5	400	2	1	1.400
4. Großbehälter z. B. 2 x 2 x 2 m	8	200	1	1	1.600
Σ	13,35	13.400	67	10	12.120

Tab. 3.4-3: Leistungsbeispiel für einen gemischten einschichtigen Einlagerungsbetrieb bezogen auf ein jährliches Endabfallvolumen von ca. 12 500 m³.

Das Leistungsbeispiel für einen einschichtigen Mischbetrieb (vgl. Tab. 3.4-3) mit gleichzeitiger Einlagerung verschiedener Gebindearten und paralleler Erzförderung basiert auf einer angenommenen Gebindeverteilung von 39 Vol.% für

400 l-Fässer auf Paletten, 36 Vol.% für 400 l-Fässer in VBA, 12 Vol.% für Normbehälter mit je 3,5 m³ Bruttovolumen und 13 Vol.-% für Großbehälter mit z. B. 8 m³. Das Verhältnis von etwa 1:1 für die anfallenden Gebindevolumina von 400 l-Fässern und 400 l-Fässern in VBA wurde aus der Mengenverteilung des bisherigen Abfallaufkommens und aus qualitativen Prognosen zur Weiterentwicklung der Konditionierungsverfahren (vgl. Kap. 3.4.3), die von einer zukünftigen Volumenreduzierung der schwachradioaktiven Abfälle und einer daran gekoppelten Zunahme der VBA-Behälter ausgehen, abgeleitet. Die in dem Leistungsbeispiel angesetzten jährlich einzulagernden Gebindemengen von 9600 400 l-Fässer und 3200 400 l-Fässer. VBA entsprechen zusammen ungefähr 10 000 400 l-Faßäquivalenten und damit der als Jahresaufkommen für 1981 festgestellten Menge schwachradioaktiven Endabfalls.

Diese konservative Abschätzung der Förder-, Transport- und Einlagerungsleistung zeigt, daß das derzeitige Abfallaufkommen in der Schachtanlage Konrad in einem einschichtigen Betrieb beseitigt werden kann, vorausgesetzt, daß der notwendige Hohlraum zur Verfügung steht. Eine wesentliche Leistungserhöhung wird nach erfolgtem Umbau nicht so sehr durch die Transportleistung der Anlage als vielmehr durch die nicht beliebig zu erweiternden Möglichkeiten bei der Kammerauffahrung erschwert. Um das Endlager Konrad optimal zu nutzen und die Einlagerung unter vertretbaren betriebstechnischen und wirtschaftlichen Aspekten durchführen zu können, ist eine Anpassung von Auffahr- und Einlagerungsbetrieb eine wesentliche Vorbedingung. Nur wenn beide Betriebsarten voll aufeinander abgestimmt sind, kann die Transportkapazität der Anlage ausgenutzt werden.

3.4.5 Abgleichung von Auffahr- und Einlagerungsleistung zur Betriebsplanung des Endlagers

Für die Endlagerung von jährlich 12 500 m³ Endabfall ist unter Berücksichtigung des o. a. Füllungsfaktors ein Endlagerhohlraum von 25 000 m³ pro Jahr zu erstellen. Bei Verteilung dieser Volumina auf jährlich 200 Arbeitsschichten kalkuliert sich eine Endlagerleistung von 62,5 m³ pro Schicht bzw. eine Auffahrleistung von 125 m³ pro Schicht. Bei Realisierung des Kammermodells A muß dafür ein ca. 3 m langer Streckenteil mit 40 m² Querschnitt aufgefahren werden. Für eine Verdoppelung der Endlagerleistung ist grundsätzlich auch eine entsprechende Verdoppelung der Auffahrleistung notwendig. Sollen sich Einlagerungs- und Auffahrungsbetrieb nicht

beeinträchtigen, dann kann diese Leistung nur durch Ansatz genügender Betriebspunkte und bei der Durchführung eines zweischichtigen Auffahrbetriebes erreicht werden.

Nach den bisherigen Erfahrungen mit dem Auffahren von 25 m² Streckenquerschnitten und einer profilgerechten Erweiterung im gebirgsschonenden Sprengen auf 40 m² können mit dieser Technik an zwei Betriebspunkten zusammen nur 1 m Streckenlänge pro Schicht aufgefahren werden. Dementsprechend kann eine Leistung von 3 m Streckenlänge nur mit drei Betriebspunkten im zwei-Schichtbetrieb erreicht werden.

Eine Verdoppelung der Einlagerungsleistung auf 25.000 m³ jährlich, wie sie wegen der Transportmöglichkeiten im Schacht und in den Strecken grundsätzlich möglich sein wird, bedingt in jedem Fall einen zweischichtigen Auffahrbetrieb mit sechs Betriebspunkten im Vorrichtungsfeld. Da dies aber selbst bei besonders günstiger Feldeslage und Feldeseinteilung nicht möglich ist, muß in einem solchen Fall auf einen Drei-Schichtbetrieb bzw. einen über das Jahr durchlaufenden Schichtbetrieb mit z. B. 300 Schichten umgestellt werden. Dabei sind dann vier Betriebspunkte für die Erstellung des notwendigen Endlagerraumes ausreichend.

Um den gesamten zeitlichen und technischen Aufwand für die Feldes- und Streckenauffahrung abschätzen und ein ausgewogenes Planungskonzept erstellen zu können, werden z. Z. Versuche mit einer Teilschnittmaschine durchgeführt. Nach den bisher gemachten Erfahrungen ist beim Einsatz mehrerer solcher Maschinen mit Sicherheit eine gegenüber den sprengtechnischen Verfahren wesentliche Steigerung der Auffahrleistung zu erwarten. Daraus ergibt sich unmittelbar auch eine Erhöhung der auf der Basis der bisherigen Verfahren abgeschätzten Endlagerleistung.

Es bleibt daraufhinzuweisen, daß bei der Erhöhung der Zahl der Betriebspunkte ein zusätzlicher Aufwand zur Staubbekämpfung und Bewetterung entstehen wird. Selbstverständlich müssen auch Beraubearbeiten und Streckenausbau im restlichen Teil der Grube mit der Auffahrleistung Schritt halten können.

Für die Resthohlraumverfüllung und die Erzüberdeckung der Abfallgebinde im unteren Streckenquerschnitt ist eine ausreichende Erzzerkleinerung und Klassierung

durchzuführen, wozu der Einsatz gegebenenfalls mehrerer Brechereinheiten erforderlich ist. Für die Abförderung nach über Tage steht die Grubenbahnanlage mit ausreichender Transportkapazität zur Verfügung. Die Schachtförderkapazität im nördlichen Trumm ist dafür größer als erforderlich. Bei der Endlagerung von 12 500 m³ pro Jahr fallen pro Tag 340 t bzw. pro Monat ca. 5 700 t Erz an. Mit der Verdoppelung der Einlagerung verdoppelt sich diese "Erzproduktion" auf ca. 11 500 t pro Monat. Das Erz, das an die Hüttenwerke der Stahlwerke Peine-Salzgitter AG abgegeben werden kann, erfordert eine neuzuplanende übertägige Sieb- und Brechanlage, die so ausgelegt sein sollte, daß eine Durchsatzleistung von ca. 80 bis 100 t/h erreichbar ist. Entsprechend beläuft sich der Austrag an gebrochenem Erz dann auf 45 bis 55 m³/h. Die monatliche Betriebsdauer liegt schätzungsweise bei 140 Stunden, so daß wahlweiser Betrieb je nach den betrieblichen und gegebenenfalls auch sicherheitstechnischen Erfordernissen möglich ist.

In Abbildung Fig. 3.4-2 sind für das Beispiel eines einschichtigen Einlagerungsbetriebes die Volumina von aufzufahrendem Hohlraum und einzulagerndem Abfall gemeinsam in ihrer zeitlichen Abhängigkeit dargestellt. Als Vorgabe wurde eine durchschnittliche jährliche Einlagerungsleistung von 12 500 m³ Endabfall für die Nutzung des gesamten Grubenteils südlich der Bleckenstedter Störung zugrunde gelegt. Wenn man davon ausgeht, daß Auffahrung und Einlagerung nicht in ein und demselben Feldesteil gleichzeitig stattfinden, die verschiedenen Feldesteile jedoch unterschiedlich groß sind, so ergeben sich daraus durchaus Möglichkeiten für eine mehrjährige erhöhte Einlagerungsleistung, der umgekehrt in kleiner zugeschnittenen Feldern eine niedrigere folgt. Neben unterschiedlichen Feldesgrößen können u. a. auch eine ungünstige Lage der Felder zum Förderschacht, eine gegebenenfalls notwendige Zwischenförderung und ein größerer wettertechnischer Aufwand die Auffahrzeiten stark beeinflussen. Wird aus Gründen einer Einlagerungsplanung Wert auf gleichbleibende Jahresleistungen gelegt, dann muß eine dem Beispiel in Fig. 3.4-2 entsprechende Abstimmung zwischen Auffahrung und Endlagerung durchgeführt werden. Unter Umständen ergibt sich daraus eine zeitlich befristete Bevorratung von bereits erstelltem Hohlraum.

Andererseits ist zu bedenken, daß aus Gründen der Bewetterung und der bergmännischen Unterhaltungsarbeiten für die einmal erstellten Hohlräume die Offenhaltung möglichst kurz sein sollte und die Einlagerung zügig stattfindet. Von daher wäre es unter Ausnutzung der gesamten zur Verfügung stehenden Transportkapazität

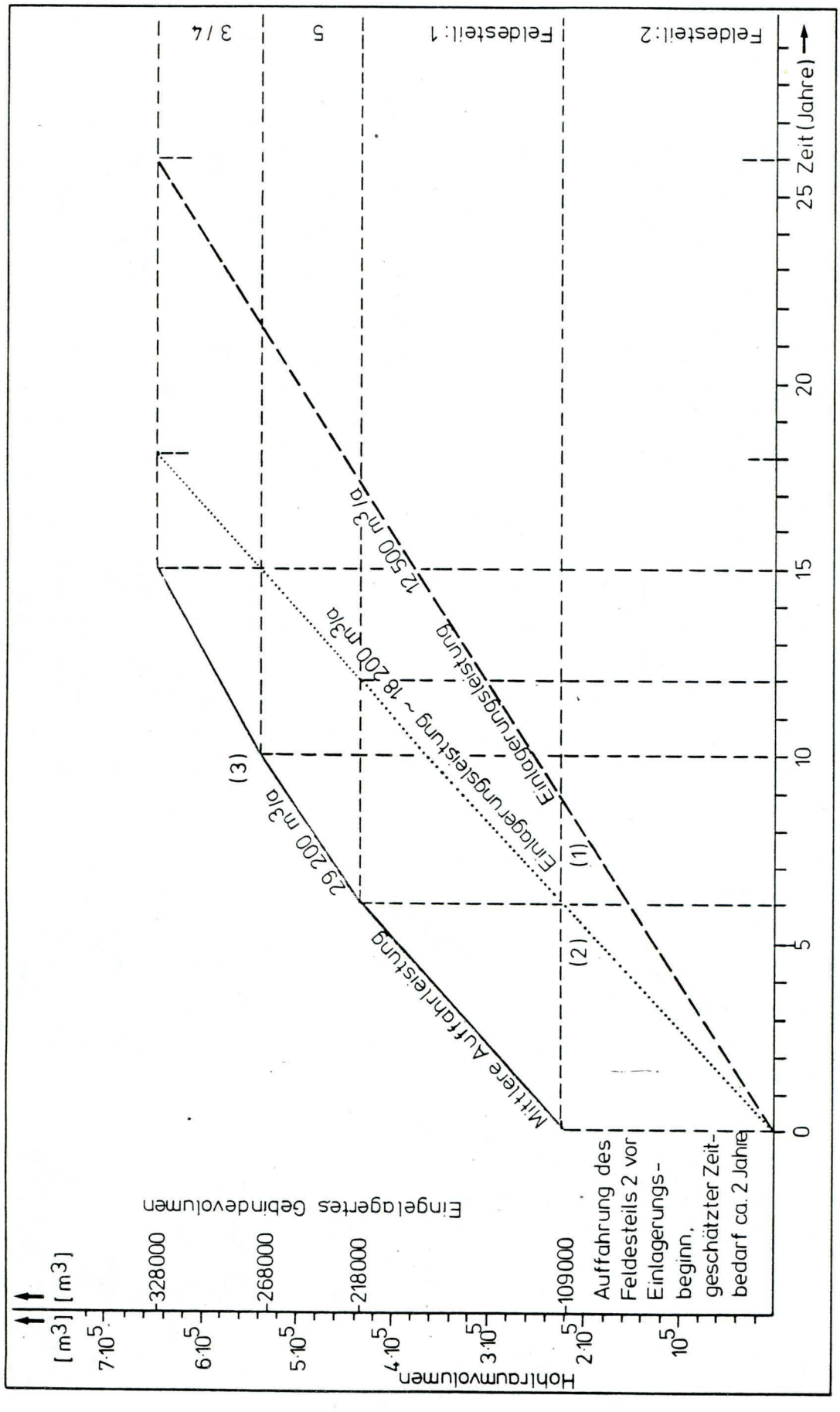


Fig. 3.4-2: Beispiel eines Leistungsdiagrammes für Auffahrung und Endlagerung im Südteil der Grube.
(1) bei einschichtigem Einlagerungs- und Auffahrbetrieb,
(2) bei einschichtigem Einlagerungs- und zweischichtigem Auffahrbetrieb,
(3) bei zweischichtigem Auffahrbetrieb unter Anwendung der Sprengtechnik, je nach Feldesgröße unterschiedliche Zahl an Betriebspunkten.

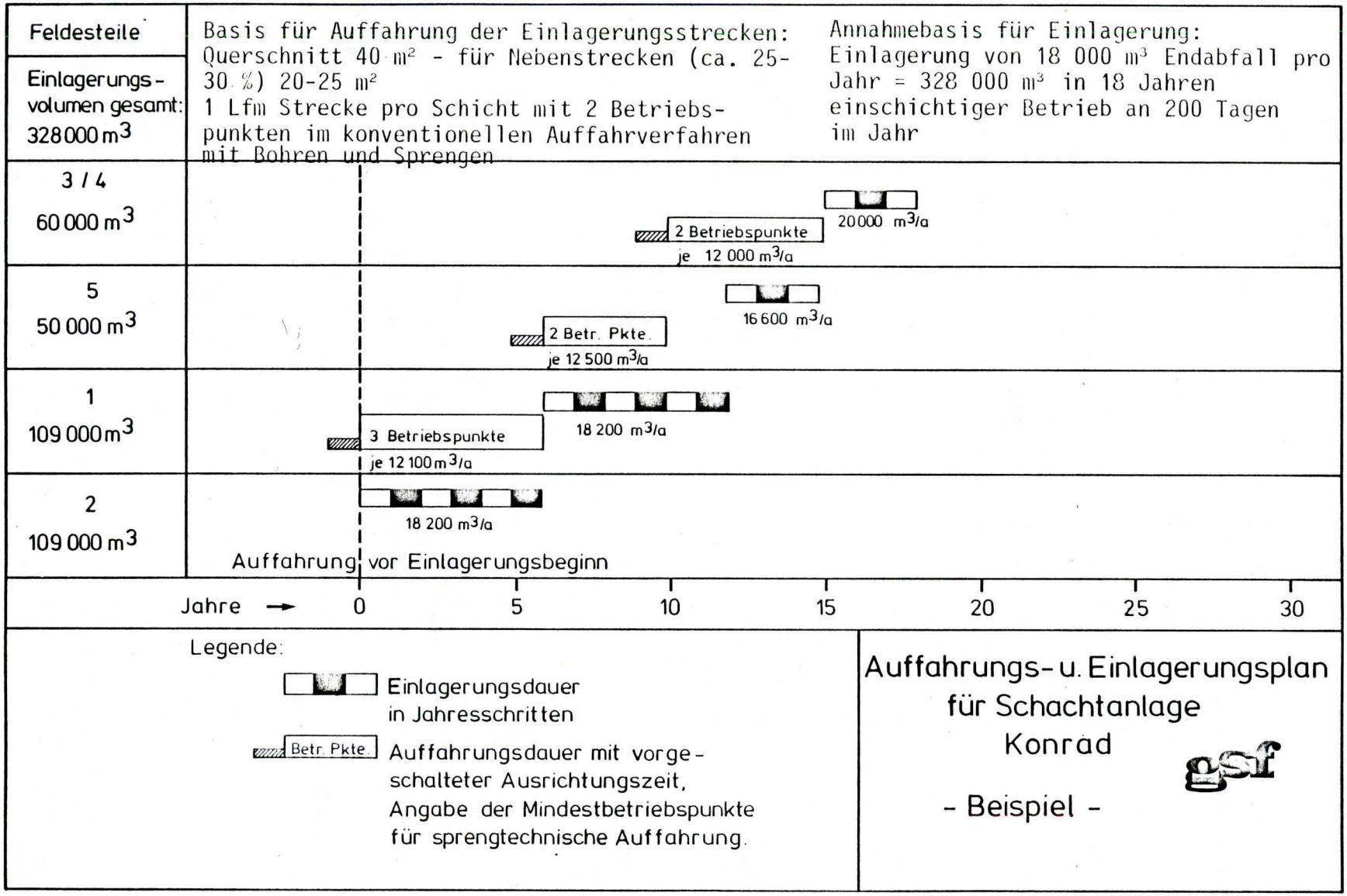


Fig. 3.4-3: Beispiel eines Zeitplanes für einen einschichtigen Einlagerungs- und mehrschichtigen Auffahrungsbetrieb im Südfeld der Grube mit Angabe des jährlich zu erstellenden Hohlraums und des jährlichen endzulagernden Abfallvolumens, getrennt nach Feldesteilen.

durchaus vertretbar, einen aufgefahrenen Hohlraum so schnell wie möglich mit Abfallgebinden zu befüllen. Allerdings wird die Transportkapazität selbst bei Einführung der leistungsstarken Schneidtechnik noch nicht ganz ausgenutzt werden. Daher sollte für einen Endlagerbetrieb Konrad ein ausgewogenes Auffahr- und Einlagerugnskozept gefunden werden, das eine über die Zeit kontinuierliche und entsprechend den wachsenden betrieblichen Möglichkeiten steigende Endlagerungsleistung zuläßt.

Ohne die Möglichkeit einer erheblichen Leistungssteigerung bei der Hohlraumauffahrung durch Einführung der Schneidtechnik zu berücksichtigen, ergeben sich unter den genannten Gesichtspunkten die in Fig. 3.4-3 ausgewiesenen Leistungsdaten für einen einschichtigen Endlagerbetrieb im Südfeld der Grube.

Für den Beginn der Einlagerung wurde zweckmäßigerweise der Feldesteil 2 ausgewählt (vgl. Kap. 3.7), der zuvor vollständig aufzufahren ist. Der dafür erforderliche Zeitbedarf hängt besonders von der bergmännischen Auffahrleistung ab, die mit der Wahl des bergtechnischen Verfahrens und der Zahl der Betriebspunkte stark variiert. In dem Beispiel wurde davon ausgegangen, daß unter Anwendung des sprengtechnischen Verfahrens die Einlagerungshohlräume erstellt werden und im Einschichtbetrieb dafür drei Betriebspunkte zur Verfügung stehen.

Im Feldesteil 2 müssen zur Ausnutzung der gesamten in Kapitel 3.4.1 ausgewiesenen Lagerkapazität zusätzlich zu den vorhandenen Grubenhohlräumen auf sechs Teilsohlen zusammen 1 300 m Streckenlänge aufgefahren und 2 400 m nachgebaut werden. Die Vorrichtung dieses Einlagerungsfeldes kann auch auf den Ausbau von nur vier Teilsohlen mit ca. 700 m Streckenauffahrung und ca. 1 900 m Streckenerweiterung beschränkt werden. Dabei geht allerdings ein gewisses Lagerstättenvolumen für die Endlagerung verloren.

Bei Einbeziehung der im Feldesteil 2 vorhandenen Teilstrecken, die nach Erweiterung auf 40 m² als Einlagerungshohlräume genutzt werden sollen, muß bei der Auffahrung der für die geplante Feldesnutzung erforderlichen zusätzlichen Strecke schätzungsweise mit einem Zeitbedarf von ca. 2 bis 3 Jahren gerechnet werden. Dabei ist darauf zu achten, daß die Umbauarbeiten an der Förderung des Schachtes 1 den Erzförderbetrieb, der mit der Streckenauffahrung gekoppelt ist, nicht nennenswert behindern.

Erfolgt der Beginn zum frühstmöglichen Zeitpunkt, dann können diese bergmännischen Arbeiten unter günstigen Bedingungen und bei Einsatz moderner Techniken mit der technischen Umrüstung der Anlage zusammen abgeschlossen werden. Derzeitigen Schätzungen zufolge kann diese Zeit auf ca. zwei Jahre begrenzt werden.

Für die über den Südteil der Grube hinausgehende Planung ist wichtig, daß die Auffahrung des ersten Einlagerungsfeldes im Nordteil der Grube, sofern ausreichendes Gerät vorhanden ist, geraume Zeit vor Abschluß der Endlagerung im Südfeld aufgenommen wird. Dadurch wird einer zeitlichen Unterbrechung bei der Einlagerung vorgebeugt.

Für die mögliche Einlagerungsleistung existieren in Abhängigkeit von dem im Grubenteil südlich der Bleckenstedter Störung verfügbaren Endlagerhohlraum und den endzulagernden Gebindearten die folgenden vorläufigen Durchschnitts-Mengensätze, die durch einen zukünftigen Betrieb bestätigt bzw. korrigiert werden müssen:

		(Endabfall)
1. Einschichtiger Einlagerungs- und Auffahrbetrieb	(über 26 Jahre)	12 500 m³/a
2. Einschichtiger Einlagerungs- und zwei- bzw. mehrschichtiger Auffahrbetrieb	(über 22 Jahre)	15 000 m³/a
	(über 18 Jahre)	18 000 m³/a
	(über 16 Jahre)	20 000 m³/a
3. Einschichtiger Einlagerungs- und mehrschichtiger Auffahrbetrieb bei voller Ausnutzung der Transportleistung und Annahme gemischter Gebindearten	(über 13 Jahre)	25 000 m³/a
4. Einschichtiger Einlagerungs- und mehrschichtiger Auffahrbetrieb bei voller Ausnutzung der Transportleistung und ausschließlicher Endlagerung von 400 l-Fässern als Sammelgebinde	(über 11 Jahre)	30 000 m³/a

Bei der Kalkulation der Stückzahlen für verschiedene Gebindearten sind spezifische Füllfaktoren zu berücksichtigen. Es wurde den bisherigen Betrachtungen der Faktor 0,5 m³ Endabfall pro 1 m³ Kammervolumen für ein 400 l-Faß zugrunde gelegt, um einen gewissen Hohlraumverlust durch Palettenlagerung, Rollreifen etc. auszugleichen.

Für alle Kapazitäts- und Leistungsbetrachtungen dieser Studie wurden für den Einschichtbetrieb 12 500 m³/a und den Mehrschichtbetrieb 20 000 m³/a zugrunde gelegt, da nach den bisherigen Kenntnissen noch offen ist, ob eine die gesamte Transportkapazität der Anlage abdeckende Auffahrleistung zur Erstellung der erforderlichen Endlagerhohlräume erreicht werden kann.

3.4.6 Zusammenfassende Betrachtung und bergtechnische Hinweise für den Endlagerbetrieb

Einlagerungsbetrieb mit Schacht- und Streckentransport, Abfallstapelung, Resthohlraumverfüllung, Anschütten von Abschlußdämmen vor den Einlagerungsstrecken sowie Auffahrungsbetrieb mit Absiebung und Vorzerkleinerung, Erztransport und Streckenausbau sollten im Endlager Konrad räumlich voneinander getrennt durchgeführt werden. Entsprechend ist die betriebliche Planung so auszurichten, daß während der Befüllung eines Feldesteiles mit Abfallgebinden ein anderes entfernt liegendes aufgefahren wird, im welchem dann anschließend eingelagert wird. Eine zeitliche Trennung von Einlagerungs- und Auffahrbetrieb erscheint dagegen nicht notwendig.

Transportsohle für den Einlagerungsbetrieb ist die 4. Sohle. Je nach der Lage des in der Auffahrung befindlichen Feldesteiles erfolgt der Erztransport über die 5. Sohle bzw. später über die 3. Sohle.

Im Schacht Konrad 1 ist das südliche Trumm für die Einlagerung und das nördliche Trumm für die Erzförderung vorgesehen. Dieser Schacht ist der einzige für beide Betriebsarten gemeinsam genutzte Grubenteil.

Die Grubenwetter aus dem Einlagerungsfeld werden auf direktem Wege, ohne zu den Auffahrbetriebspunkten oder sonstigen Betriebspunkten zu gelangen, zum Wetterschacht Konrad 2 geführt.

Im Einlagerungsbereich erfolgen Abfallstapelung und Resthohlraumverfüllung entweder zeitlich verschoben oder räumlich getrennt. Eine zeitliche Verschiebung ist dann vorgesehen, wenn nur eine Einlagerungsstrecke in Betrieb ist. Dann erfolgen Einlagerung und Resthohlraumverfüllung im Wechsel der Schichten.

Räumliche Trennung ist dann gegeben, wenn zwei Einlagerungsstrecken zur Verfügung stehen und in der einen eingelagert wird, während in der anderen der Resthohlraum verfüllt wird. In diesem Fall muß keine zeitliche Verschiebung der Betriebsarten eingehalten werden, wenn eine getrennte Bewetterung für jede Strecke gewährleistet ist. Das bedeutet, daß eine Abminderung der Einlagerungsleistung bei diesem Konzept nicht zu erwarten ist. Eine Behinderung des Abfalltransportes durch den Transport von Verfüllmaterial sollte weitgehend vermieden werden.

Je nach Größe der Feldesteile werden die Auffahrungs- und Einlagerungszeiten verschieden sein. Abgesehen davon, daß zu Beginn eines Einlagerungsbetriebes bereits ein vollständig vorgerichteter Feldesteil vorhanden sein muß, kann die gleichzeitige Auffahrung von zwei Feldesteilen notwendig sein, wenn die Möglichkeit eines Einlagerungsstaus besteht. Deshalb sollte grundsätzlich die Hohlraumauffahrung so geplant sein, daß bereits ein Feld zur Einlagerung zur Verfügung steht, bevor die Einlagerung in einem anderen Feld beendet ist. Dies ist besonders im Hinblick auf die festen Installationen wie z. B. von Rohrleitungen für Versatzeinbringung, Lutten und Zwischenventilatoren notwendig. Die Vorhaltung dieser Einrichtungen - gegebenenfalls auch anderer Maschineneinrichtungen - für das als nächstes aufzufahrende Einlagerungsfeld ist erforderlich.

Literatur

AULER, I. & BREWITZ, W. & REICHENBECHER, H.: Waste Management Requirements to be taken into Account in the Design of Nuclear Facilities. - Proc. NEA Specialist Meeting, Paris, 17 - 19 März 1980, OECD, Paris 1980, S. 239 - 254.

BUNDESMINISTER DES INNERN: Mitteilungsblatt des Deutschen Bundestages, Drucksache 9/1231, 22.12.1981.

GSF: F+E-Programm zur Eignungsprüfung der Schachtanlage Konrad für die Einlagerung radioaktiver Abfälle. Zusammenfassender Zwischenbericht. - GSF T-114.

3.5 Bergtechnische Verfüll- und Versatzkonzepte für Endlagerhohlräume und Schächte

Bei einer zukünftigen Endlagerung radioaktiver Abfälle in der Grube Konrad wird eine bergtechnische Verfüllung von größeren Resthohlräumen in der Grube notwendig, um durch die Minimierung des offenen Hohlraumvolumens die Möglichkeiten für das Eindringen von Sickerwässern in den Endlagerbereich auch für längere Zeiträume zu reduzieren. Insbesondere trifft das auf die beiden einzigen Verbindungswege der Grube zur Erdoberfläche, die Schachtröhren Konrad 1 und 2, zu. Nach Abschluß eines zukünftigen Endlagerbetriebes müssen diese Schächte mit geeignetem Material verfüllt und abgedichtet werden, so daß oberflächennahes Grundwasser nicht in das Endlager eindringen bzw., was das eigentlich Entscheidende ist, daß kein Wasser aus dem Endlagerbereich, in dem es möglicherweise mit radioaktiven Abfällen Kontakt gehabt hat, in die Biosphäre gelangen kann. Der Zeitfaktor ist dabei ein sehr wichtiges Moment, denn das Nuklidinventar schwachradioaktiver Abfälle klingt bei langsamer Wanderung auf einem langem Transportweg noch im endlagernahen Bereich auf Werte unterhalb der nach der Strahlenschutzverordnung zulässigen Grenzwerte ab (Teil D, Kapitel 5.2).

Die Voraussetzung für das Verbleiben des Radionuklidinventars im endlagernahen Bereich ist eine entsprechend geeignete Verfüllung der Schächte, denn das natürliche Barrieresystem des mächtigen Deckgebirges erfüllt, wie bereits im Teil B in den Kapiteln 2. 3 und 4 aufgezeigt, die Forderung nach Wasserundurchlässigkeit. Die Verfüllung von Schächten wird nach Auflagen der Bergbehörde schon seit langem praktiziert. In neuerer Zeit wird die Schachtverfüllung nicht nur unter bergtechnischen und Sicherheitsaspekten, sondern auch als umwelterhaltende Maßnahme gesehen. Ein wichtiger Punkt ist in diesem Zusammenhang die Erhaltung natürlicher Grundwasserstockwerke in der Umgebung eines stillzulegenden Bergwerkes. Die Problematik entspricht dabei in gewisser Weise der eines stillzulegenden und zu sichernden Endlagers. Die bisher auf diesem Gebiet entwickelten Verfüll- und Versatzkonzepte haben einen hohen Sicherheitsstandard erreicht und lassen sich z. B. durch sorgfältigere Materialauswahl weiteren Sicherheitsanforderungen anpassen.

Im Rahmen der Eignungsuntersuchungen war es daher nicht notwendig, neue Verfüllkonzepte für Schächte zu entwickeln. Statt dessen wurde ein vorhandenes Konzept den besonderen Sicherheitsaspekten und den besonderen Gegebenheiten der

Schachtanlage angepaßt. Die Ergebnisse eigener Materialuntersuchungen, bei denen die optimale Verwendbarkeit von am Standort vorhandenen Rohstoffen, vornehmlich Eisenerzschotter, für jegliche Form von Versatz im Mittelpunkt standen, wurden bei dem Konzeptvorschlag berücksichtigt.

Daneben wurden die für eine Verfüllung untertägiger Hohlräume grundsätzlich einsetzbaren Versatztechniken unter den für die Grube Konrad spezifischen bergtechnischen Gegebenheiten auf die Verwendbarkeit bei der Restraumverfüllung von Endlagerkammern begutachtet und nach einem Bewertungsschlüssel vorausgewählt. Auch dabei war die Materialfrage eine wichtige Entscheidungsgröße.

Nicht zuletzt gehen die Materialkennwerte des Versatzes in die Standfestigkeitsberechnungen für verfüllte Endlagerkammern ein, obwohl in dem vorliegenden Fall, anders als gewöhnlich für bergmännischen Versatz, eine Erhöhung der gebirgsmechanischen Stabilität von Kammern und Strecken nicht unbedingt die Zielrichtung der Versatzuntersuchungen gewesen sind, da alle Hohlräume in dem zukünftigen Endlager mit entsprechenden Sicherheitspfeilern weitgehend selbsttragend aufgefahren werden .

3.5.1 Faßstapelung, Resthohlraumverfüllung und Abschluß von Einlagerungskammern

Die zukünftigen Einlagerungskammern bzw. Strecken werden vorrangig nach bergtechnischen und gebirgsmechanischen Gesichtspunkten aufgefahren werden. Andererseits soll sich ein möglichst großer Teil des zur Verfügung stehenden Kammervolumens mit Abfallgebinden ausfüllen lassen, sowohl um den gesamten Einlagerungsbetrieb untertage übersichtlich und damit sicher zu gestalten als auch um aus wirtschaftlichen Gesichtspunkten einen guten Ausnutzungsgrad zu erreichen. Da anzunehmen ist, daß nach Form und Volumen mehrere verschiedene Arten von Abfallbehältern zur Einlagerung kommen werden, wird selbst bei günstiger Lagerung/Stapelung keine hundertprozentige Ausnutzung erreicht werden können; auch der jeweilige Ausnutzungsgrad wird in den einzelnen Kammerabschnitten noch unterschiedlich sein.

Auf der Basis erster Abschätzungen ergab sich z. B. für einen ca. 40 m² großen Streckenquerschnitt mit gerundeter Firste, wie er im Eisenerzlager bergmännisch sicher aufgefahren werden kann, bei einer möglichst dichten Stapelung von 64 Fässern mit je 400 l Volumen eine Profilausnutzung von ungefähr 75 %, d. h. 25 %

oder 10 m² blieben unbelegt. Da untertägige Hohlräume selten absolut maßhaltig erstellt werden können und es ohnehin relativ schwierig ist, mit Stapelfahrzeugen oder Greiferwerkzeugen füllend bis unmittelbar an die Firste zu stapeln, verbleibt der größte Anteil des freien Querschnittes mit ca. 12,5 % im Firstbereich. Freie Querschnitte treten auch an den Stößen auf, während die Zwickel zwischen den auf "Lücke" gesetzten Fässern nur einen geringen Anteil ausmachen.

Bei Palettenstapelung wird der Ausnutzungsgrad noch geringer sein, da diese Gebinde sich weit weniger an die Stöße setzen lassen als Einzelfässer. Stapelversuche mit 400 l-Fässern auf Paletten haben ergeben, daß bezogen auf die Palettenfront eine Fläche von ca. 45 % des Streckenprofils offen bleibt. Selbst wenn der Hohlraum an den Stößen noch mit Einzelfässern belegt wird, so ist doch mit einer Freifläche von ca. 35 % zu rechnen. Bei kastenförmigen Behältern wird sich ein guter Ausnutzungsgrad von 72 % ergeben, wenn zusätzlich Fässer verschiedenen Volumens, also 200 l- und 400 l-Fässer, an den Stößen und an der Firste gestapelt werden (vgl. Fig. 3.5-1 bis 3.5-4).

Aufgabe des Versatzgutes und der anzuwendenden Technik soll es sein, diese Resthohlräume in den Einlagerungshohlräumen aus den o. a. Gründen effektiv und mit vertretbarem Aufwand zu verfüllen. Diese Forderung wird erfüllt, wenn in der Grube vorhandenes Material, bevorzugt Erz, und ein Verfahren mit möglichst geringer Wetterbelastung und niedrigem Wasserbedarf gewählt werden. Eine tragende Funktion wird von diesem Versatz zu Anfang nicht erwartet. Erst in der Langzeit, d. h. in der Nachbetriebsphase, wird er dazu beitragen, die ohnehin bei dem vorgeschlagenen Kammerauffahrkonzept geringe Gebirgskonvergenz weiter zu reduzieren und den Hohlraum zu stabilisieren. Eine radionuklidrückhaltende Aufgabe ist dem Kammerversatz nicht zugedacht, da die Kammern bzw. Streckenzugänge nach darin beendeter Einlagerung durch Dämme vollkommen verschlossen werden.

Diesen Dämmen kommt eine Aufgabe als dichter Kammerverschluß, d. h. auch als Barriere für eine Radionuklidausbreitung, zu. Als Schüttdämme schließen sie an den in geringerem Querschnitt aufgefahrenen Streckenzugängen unmittelbar an die Einlagerungsfront an und können eine Stärke von 5 bis 10 m und mehr haben. Sie sind ausreichend verdichtet, so daß beidseitig auch ein Wasserdurchtritt verhindert wird. Es ist vorgesehen, diese Dämme in ihrer Dichtigkeit weitgehend der Qualität des engeren Streckenmantels anzupassen. Das gilt bereits für die

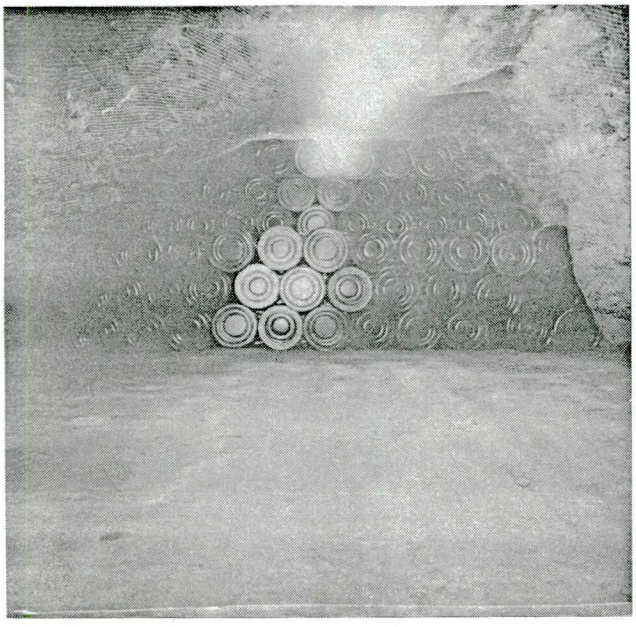


Fig. 3.5-1

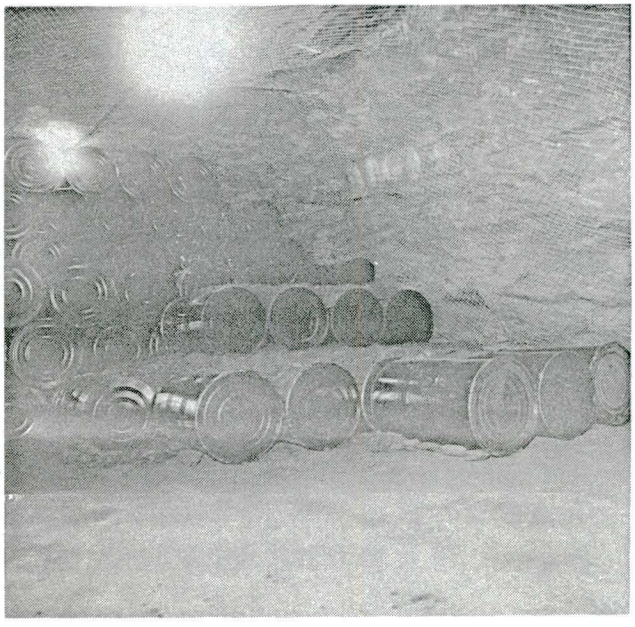


Fig. 3.5-2



Fig. 3.5-3



Fig. 3.5-4

Fig. 3.5-1/4: Stapelversuch mit inaktiven 400 l-Faßgebinden in einer Rundbogenprofilstrecke mit 40 m² Querschnittsfläche. Festgestellt wurden die praktisch erreichbare Stapeldichte, eine bei der Einlagerung anwendbare Stapeltechnik und die Handhabungszeit bei Stapelung (vgl. Teil D, Kapitel 3). Fig. 1: Zweistufige Stapelfront, Fig. 2: Faßreihe mit Erzüberdeckung, Fig. 3: Zweilagiger Faßstapel mit Rampenanschüttung, Fig. 4: Rampe und Fahrbahn auf Faßstapel, anschließend Faßstapelung bis unter die Firste.

Betriebsphase, da z. B. Streckenrampen und Wendeln neben dem verfüllten Einlagerungsfeldesteil noch weiter betrieblich genutzt werden, sei es als Transport- oder als Wetterweg. Entsprechend sorgfältig müssen Material und Verfahren zur Herstellung der Dämme ausgewählt sein. Es sollte auch die Möglichkeit bestehen, die Dämme während der Betriebsphase laufend zu überwachen und gegebenenfalls Instandhaltungsarbeiten durchführen zu können.

Dämme dieser Qualität sind heute im Bergbau Stand der Technik. Wasserdichte und gasdichte Dämme sind z. B. im Ruhrkohlebergbau bis zu Drücken von 4 MPa und mehr ausgelegt und haben sich dort vielfach bewährt, so z. B. in den Zechen Dahlhauser Tiefbau in Bockum, Adolf von Hausemann in Dortmund und Haardt in Oer-Erckenschwick. Im Aachener Revier sind derartige Maßnahmen in den Zechen Carl Alexander und Sophia-Jacoba und in Bayern in der Grube Peiting durchgeführt worden (Literatur ist nicht bekannt). Ein Versuchsdamm ist für Untersuchungszwecke in der Schachtanlage Konrad geplant.

3.5.2 Untersuchungen zur Versatzstoffauswahl

3.5.2.1 Prüfung der in der Grube vorhandenen Rohstoffe auf ihre mechanischen Versatzstoffeigenschaften

Abgeworfene Einlagerungsstrecken werden zum begehbaren Teil des Grubengebäudes hin durch einen Schüttkörper verschlossen. Dieser Schüttkörper soll aus Material bestehen, das in der Grube Konrad im Zuge der Auffahr- und Vorrichtungsarbeiten ohnehin anfällt und das auch zur Hohlraumminimierung im Einlagerungsbereich vorgesehen ist.

Die Form der Schüttung ergibt sich aus den betriebstechnischen Möglichkeiten. Nach derzeitigem Planungsstand ist vorgesehen, das Material mit Ladefahrzeugen vor der Front der eingelagerten Gebinde zu einer Böschung aufzukippen. Die mittlere Stärke der Schüttung wird sich zwischen 5 m und 10 m bewegen. Bei diesen Abmessungen ist es den Ladefahrzeugen möglich, den Böschungsfuß zu befahren, um so den oberen Teil zu schütten bzw. im Firstenbereich zu stopfen.

Da die Barrierewirkung dieser Abschlußschüttungen in den Rechnungen zur Nuklidausbreitung bisher nicht berücksichtigt wurde , gibt es keine Vorgaben bezüglich der Wirkung einer solchen Schüttung. Die o.a. mittlere Stärke von 5 m bis 10 m ist ein Richtwert. Tatsächlich kann sie aus derzeitiger Sicht zwischen einer bloßen Abdeckung der Gebinde und einer Verfüllung des gesamten Streckenzuganges zwischen Einlagerungsfront und Rampe schwanken.

Da außerdem während der Betriebsphase des Endlagers weder mit einem Wasserzufluß aus der Strecke noch aus dem offenen Teil des Grubengebäudes gerechnet werden muß, ist die Durchlässigkeit einer solchen Schüttung in der Betriebsphase kein entscheidendes Kriterium. In der Nachbetriebsphase wird der Streckenabschluß durch langfristige Weiterverdichtung ein Teil des Mehrbarrierensystems.

Die Untersuchung verschiedener Materialien mit den Mitteln der Bodenmechanik und ihre Beschreibung durch bodenphysikalische Parameter dienen demzufolge auch nicht als Nachweis für etwaige Güteforderungen. Sie erfolgen vielmehr aufgrund

der allgemeinen Forderung, sämtliche Teile des Endlagers quantitativ beschreiben zu können.

In mehreren Aufträgen, die zwischen 1979 und 1981 vergeben wurden, ließ die GSF die bodenmechanischen Kennwerte und Eigenschaften der folgenden potentiellen Versatzstoffe prüfen:

Material 1:

Zerkleinertes Erz der Körnung 0/10 mm

Material 2:

Mischung 50/50 Eisenerz/Tonstein
Dem Eisenerz der Körnung 0/10 mm (Material 1) wurde zu gleichen Teilen gebrochener Tonstein der gleichen Körnung zugemischt. Bei diesem Tonstein handelt es sich um das Nebengestein des Erzlagers. Er fällt bei Vorrichtungs- und Auffahrarbeiten unter Tage an.

Material 3:

Eisenerz der Körnung 0/100 mm
Untersucht wurde schneidend gewonnenes Eisenerz. Die Proben wurden dem Haufwerk entnommen und nach Aussortierung der Stücke mit Kantenlänge > 100 mm im Labor bearbeitet.

Bei der Untersuchung der Korndichten einzelner Kornfraktionen stellte sich heraus, daß sich die Korndichte mit der Korngröße ändert:

Kornfraktion (mm)	Korndichte (t/m³)
> 20	3,52
2 - 20	3,19
< 20	3,81

Der in Tab. 3.5-1 angeführte Wert ρ_s = 3,51 t/m³ ist aus diesen Einzelwerten gemittelt. Er liegt um ∿ 4 % über der Korndichte des Erzes mit Körnung 0/10 mm, das sich allerdings mit seinem Kornspektrum überwiegend im Bereich jener Kornfraktion bewegt, die nach obiger Beobachtung die geringste Korndichte aufweist.

Material 4:

Mischung 90/10 Eisenerz/Ton
Eisenerz der Körnung 0/60 mm wurde mit 9 Vol.-% (entspr. 6,2 Gew.-%) Ton aus der ehemaligen Ziegeleigrube Moorhütte (Braunschweig) gemischt.

Die Korngrößenverteilungen der vier beschriebenen Materialien sind als Körnungskurven in Fig. 3.5-5 dargestellt. Tab. 3.5-1 faßt die im bodenmechanischen Labor ermittelten Kennwerte dieser Materialien zusammen.

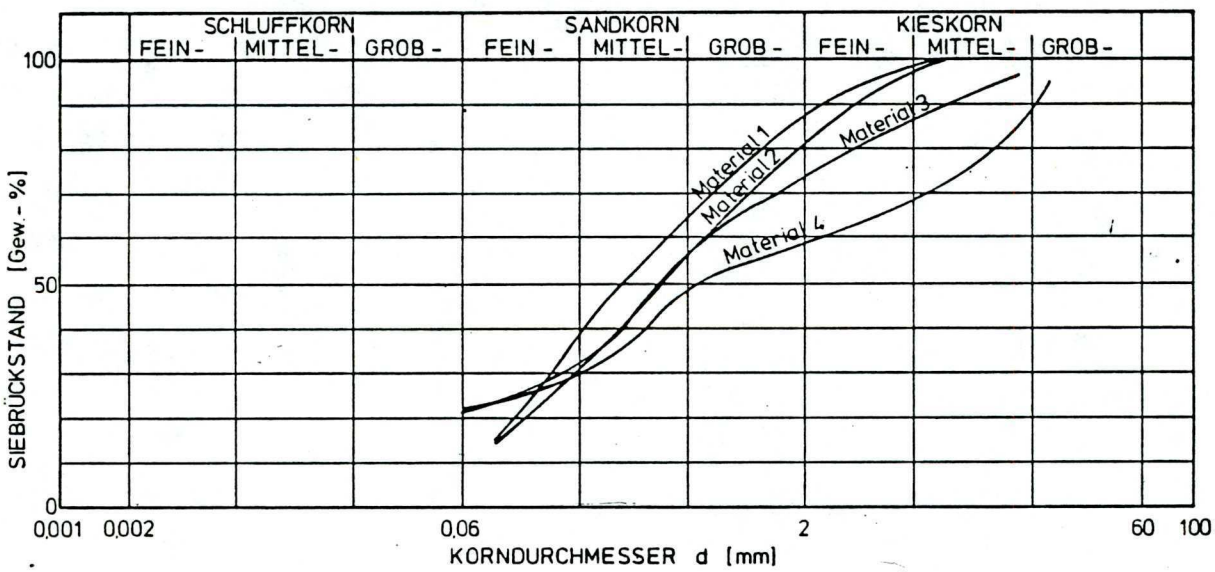


Fig. 3.5-5: Körnungskurven der untersuchten Versatzstoffe

	Material 1	Material 2	Material 3	Material 4
Korndichte ρ_s	3,38 t/m³	3,10 t/m³	3,51 t/m³	3,2 t/m³
Schüttdichte ρ_d	1,77 t/m³	1,19...1,53 t/m³	1,81 t/m³	-
Rohdichte ρ_{dr} (bei 3 N/mm² Druck)	2,27 t/m³	2,20 t/m³	-	-
lockerste Lagerung $\rho_{d\,min}$	-	-	1,71...1,75 t/m³	-
dichteste Lagerung $\rho_{d\,max}$	-	-	2,41...2,42 t/m³	-
Proctordichte ρ_{Pr}	2,73 t/m³	2,52 t/m³	2,40 t/m³	2,48 t/m³
opt. Wassergehalt W_{Pr}	8 Gew.-%	11 Gew.-%	13,2 Gew.-%	9,2 Gew.-%
natürlicher Wassergehalt W	-	-	-	7,95 Gew.-% (Erz)
	-	-	-	29,0 Gew.-% (Ton)
Porenanteil n	0,33 (bei ρ_{dr})	0,29 (bei ρ_{dr})	0,51 (bei $\rho_{d\,min}$)	0,23 (bei 100% ρ_{Pr})
	-	-	0,31 (bei $\rho_{d\,max}$)	0,26 (bei 95% ρ_{Pr})
	-	-	0,32 (bei ρ_{Pr})	0,29 (bei 92% ρ_{Pr}
Wasserdurchlässigkeitsbeiwert k	$0{,}9\times10^{-6}$ m/s(b.ρ_{dr})	$7{,}0\times10^{-7}$ m/s(b.ρ_{dr})	$3{,}2\times10^{-6}$ m/s(95,8%ρ_{Pr})	$2{,}4\times10^{-9}$ m/s(98%ρ_{Pr})
	-	-	$6{,}0\times10^{-9}$ m/s(100% ρ_{Pr})	$1{,}9\times10^{-7}$ m/s(97%ρ_{Pr})
	-	-	$2{,}4\times10^{-9}$ m/s($\rho_{d\,max}$)	$3{,}6\times10^{-4}$ m/s(92%ρ_{Pr})
Quellung	1,3 %	0,9 %	-	

Tab. 3.5-1: Bodenphysikalische Kennwerte der untersuchten Versatzstoffe

In einer weiteren Untersuchung wurde in Anlehnung an DIN 52 110 die Kornverteilung mit dem geringsten Haufwerksporenanteil bestimmt. Dazu wurden die Raumdichten und die Porenanteile sowohl von Eisenerzproben der Körnung 0/10 mm und 40/80 mm als auch Mischungen aus beiden Körnungen untersucht. Danach wird bei 35 % 40/80 mm und 65 % 0/10 mm im wassergesättigten Zustand ein Maximum der Raumdichte erreicht (Fig. 3.5-6). Der Porenanteil verringert sich mit der Zunahme des Feinkornanteils, wobei etwa von der 50/50-Mischung an die Kurve asymptotisch zur Abszisse verläuft, der Porenanteil mithin mit deutlich geringerer Rate abnimmt als über jener Hälfte des Spektrums, in der der grobe Anteil überwiegt.

Für die Beurteilung der bodenmechanischen Eigenschaften der untersuchten Stoffe soll hier - trotz der eingangs gemachten Einschränkungen - die Durchlässigkeit (bzw. deren Minimierung) als Kriterium gewählt werden. Die Dichtigkeit der Schüttung kann für Betrieb und Abschluß des Endlagers eine zusätzliche Barriere darstellen. Unter diesem Gesichtspunkt erscheint es gerechtfertigt, bei der Versatzstoffauswahl die bodenmechanischen Parameter auf eine Reduzierung der Durchlässigkeit hin zu optimieren.

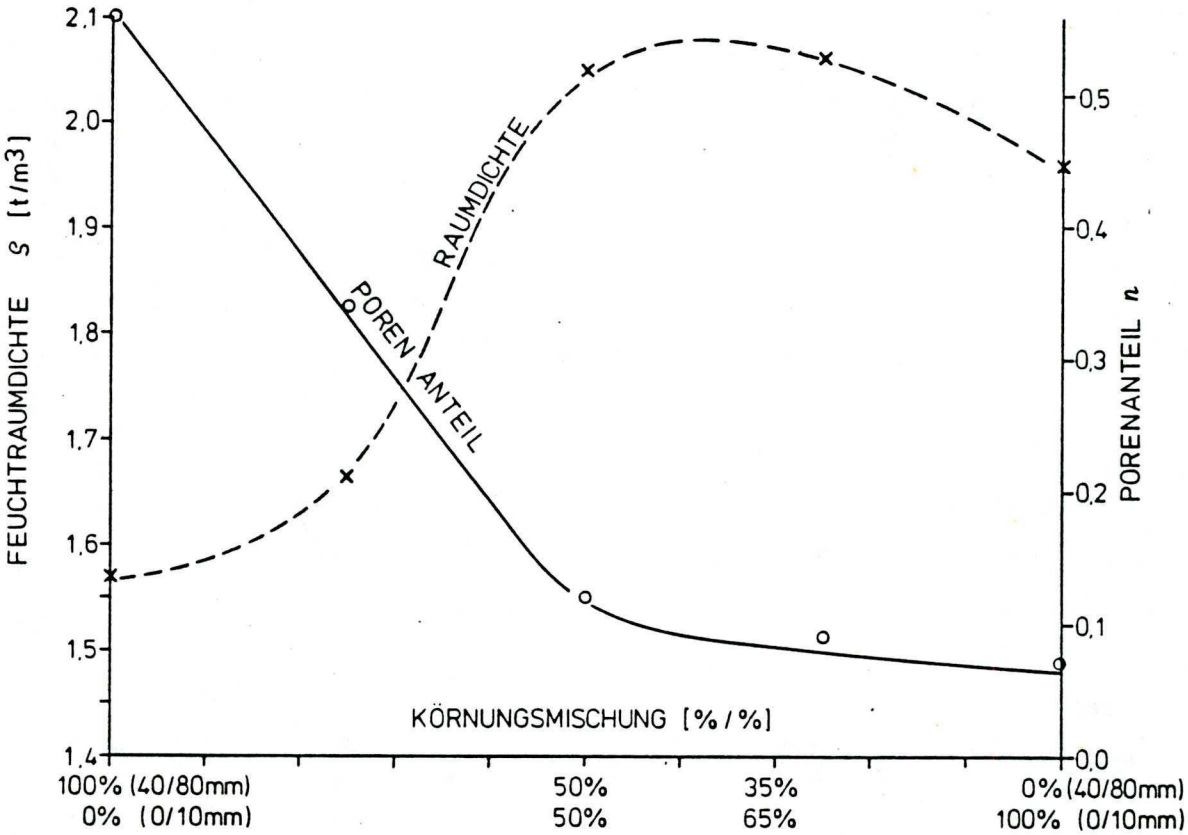


Fig. 3.5-6: Feuchtraumdichte und Porenanteil in Abhängigkeit vom Mischungsverhältnis der Körnungen 0/10 mm und 40/80 mm

Bei einer ersten vergleichenden Betrachtung der ermittelten Durchlässigkeitsbeiwerte ist festzustellen, daß die geringsten Durchlässigkeiten ($2{,}4 \times 10^{-9}$ m/s) bei Material 3 und Material 4 gemessen wurden. Durchlässigkeitsbeiwerte dieser Größenordnung kennzeichnen ein nach technischen Maßstäben undurchlässiges Material. Sie sind jedoch, wie der Vergleich der zugehörigen Raumdichten zeigt, nur nach relativ hoher Verdichtungsarbeit zu erreichen: 101 % der Proctordichte bei reinem Erz bzw. 98,5 % bei Erz/Ton-Mischung. Durch die ca. 10 % Tonbeimengung (Material 4) konnte keine entscheidende Herabsetzung der Durchlässigkeit gegenüber reinem Erz erzielt werden; dies wird vor allem bei geringeren Raumdichten deutlich, bei denen die Durchlässigkeit überproportional ansteigt. Die Ursache dafür sind die durch die 10 % Ton nur unzureichend gefüllten Poren zwischen dem grobstückigen Erz. Bei der Laborbearbeitung dieser Mischung erwies sich zudem, daß die Homogenisierung des Erz/Ton-Gemenges (Herstellen einer Tonsuspension und

Mischen mit dem Erz) nur mit unverhältnismäßig großem Aufwand möglich war - ein Aufwand, der sich durch die Zugabe größerer Tonmengen noch erhöhen würde. Eine praxisgerechte Lösung für den großtechnischen Einsatz unter Tage zeichnet sich daher nicht ab.

Ähnliches gilt für das Material 2 (50/50 Erz/Tonstein): das Mischen des Materials erfordert zusätzlichen Aufwand; eine deutliche Verringerung der Durchlässigkeit der Mischung gegenüber dem reinen Erz ($7{,}0 \times 10^{-7}$ m/s bzw. $9{,}0 \times 10^{-7}$ m/s) ist nicht zu erzielen.

Es zeichnet sich jedoch ein anderer Effekt ab, der auf der Korngrößenverteilung beruht: das klassierte, feinkörnige Material 1 (Erz 0/10 mm) erreicht bei geringerer Verdichtung niedrigere Durchlässigkeitsbeiwerte als das grobstückige Erz. Der Wert $k = 9{,}0 \times 10^{-7}$ m/s wurde bei $\rho_d = 2{,}27$ t/m³ (entspr. 83 % Proctordichte) gemessen, während die vergleichbare Größenordnung für das grobe Haufwerk mit $k = 3{,}2 \times 10^{-6}$ m/s bei $\rho_d = 2{,}3$ t/m³ (entspr. 95,8 % Proctordichte) erreicht wurde.

Zusammenfassend läßt sich feststellen, daß unter dem Gesichtspunkt der zu verringernden Durchlässigkeit ein Material gesucht wird, das bei geringer Verdichtungsarbeit eine hohe Dichte erbringt. Die Untersuchungen haben gezeigt, daß unklassiertes Erz mit hohem Kornanteil > 60 mm dieser Forderung nur unzureichend genügt. Günstiger stellt sich klassiertes feinkörniges Erz dar, wobei die hier untersuchte Körnung 0/10 mm noch nicht das Optimum darstellt. Die Dichtebestimmungen an Mischungen aus zwei verschiedenen Körnungen (0/10 mm und 40/80 mm), wie sie in den erweiterten Untersuchungen zu Material 1 durchgeführt wurden, zeigen deutlich, daß ein gewisser Anteil gröberes Korn eine Dichtezunahme bewirkt.

In der Praxis wird man nicht mit einem derartigen Zweikorngemisch arbeiten, sondern um eine stetige Kornverteilung bemüht sein: deren Größtkorn sollte dann allerdings aus den oben genannten Gründen wesentlich unter 80 mm liegen.

Anhand der vorliegenden Kornverteilungen kann geschlossen werden, daß sich mit einem Größtkorn von < 50 mm eine Kornverteilung erzielen läßt, die den Ansprüchen an Verdichtbarkeit und Dichtigkeit genügt und zudem durch einfaches Absieben zu gewinnen ist.

Die Untersuchung von Gemengen aus Erz und bindigem Material ergab, daß auf diese Weise keine offensichtliche Verbesserung gegenüber reinem Erz zu erzielen ist. Dem mit der Herstellung der Mischung verbundenen Mehraufwand steht kein entsprechender technischer Vorteil gegenüber.

Die Untersuchung des Festigkeits- und Verformungsverhaltens von Erzhaufwerk und Erz/Tonstein-Mischung dient zu diesem Zeitpunkt ausschließlich der Vervollständigung der Materialbeschreibung. Den Streckenabschlußschüttungen wird nach derzeitiger Konzeption keine stützende Wirkung zugeordnet.

Das zerkleinerte Eisenerz der Körnung 0/10 mm sowie die Mischung 50/50 Eisenerz/Tonstein (Material 1 und 2) wurden auf einachsige Druckfestigkeit in Anlehnung an DIN 52 105 geprüft. Die Probekörper mit einem Durchmesser von 55 mm und einem Schlankheitsgrad 1 wurden mit dem beim Proctorversuch ermittelten optimalen Wassergehalt bei einer Druckbelastung von 3 N/mm² hergestellt.

	Druckfestigkeiten (N/mm²)		
Probenalter (Tage)	Eisenerz (Material 1)	Tonstein	Eisenerz/Tonstein (Material 2)
28	3,0	4,9	4,1
56	3,7	5,0	4,7
90	3,8	5,2	4,7

Tab. 3.5-2: Einaxiale Zylinderdruckfestigkeiten von Versatzstoffen aus der Grube Konrad. (Die angegebenen Werte sind Mittelwerte aus jeweils fünf Einzelversuchen.)

Bei der Betrachtung der einaxialen Zylinderdruckfestigkeiten (Tab. 3.5-2) ist zu erkennen, daß beim Eisenerz und bei der Eisenerz/Tonstein-Mischung eine Verfestigung der mit Wasser angemachten Probe über die Zeit eintritt. Charakteristisch erscheint bei beiden Proben die relativ hohe Festigkeitszunahme während der ersten 56 Tage, der eine geringe bzw. keine weitere Zunahme bis zum 90. Tag folgt. Da die Festigkeitszunahme des Tonsteins sehr viel geringer ist und eine andere Charakte-

ristik aufweist, ist zu schließen, daß es das Eisenerz ist, das den Verfestigungsverlauf der Mischung prägt. Dieser Verlauf erinnert an das hydraulische Abbinden von Zement.

Tatsächlich ist ein derartiger Hydratisierungseffekt bei angefeuchtetem Erz sowohl im Labor als auch vor Ort festgestellt worden.

Die höhere absolute Festigkeit der Mischung gegenüber dem reinen Erz ist allerdings auf den Beitrag des Tonsteins zurückzuführen, bei dem die Kohäsion den Hauptanteil der Bindekräfte ausmachen dürfte.

Es ist festzustellen, daß ein Erzkorngemenge, feucht eingebracht, "abbinden" wird. Wird die Wasserzugabe im Bereich des optimalen Wassergehaltes gewählt, so ist außerdem die optimale Wirkung ggf. aufgebrachter Verdichtungsarbeit gewährleistet. Der optimale Wassergehalt für reines Eisenerz liegt je nach Korngröße zwischen 8 % und 13 %. Eine natürliche Eigenfeuchte des Erzes von etwa 7 % ist dabei zu berücksichtigen.

Um das Drucksetzungsverhalten und die Verdichtbarkeit von Eisenerz aufzeigen zu können, wurden auf einer Schüttung aus unverdichtetem Haufwerk drei Plattendruckversuche nach DIN 18 134 durchgeführt. Zur Ergänzung der Laboruntersuchungen und zur Beschreibung des untersuchten Materials wurde dessen Lagerungsdichte nach DIN 18 125 vor und nach dem Druckversuch sowie die Kornverteilung nach DIN 18 123 untersucht (Fig. 3.5-7).

Aufgrund der Korngröße des Eisenerzhaufwerkes wurde die Druckplatte mit 600 mm Durchmesser verwendet. Die Druckstufen wurden in 3 bar-Schritten bis auf maximal 18 bar gesteigert. Für jeden Versuch wurde eine 1. Drucksetzungskurve (E_{V1}-Wert) und eine 2. Drucksetzungskurve (E_{V2}-Wert) nach zwischenzeitlicher Entlastung aufgenommen.

Der Plattendruckversuch verdeutlicht einen wichtigen Zusammenhang zwischen Kornverteilung und Verdichtbarkeit. Dieser Zusammenhang läßt sich exemplarisch an der Probe des Versuchs Nr. II aufzeigen, die einen relativ hohen Grobkornanteil

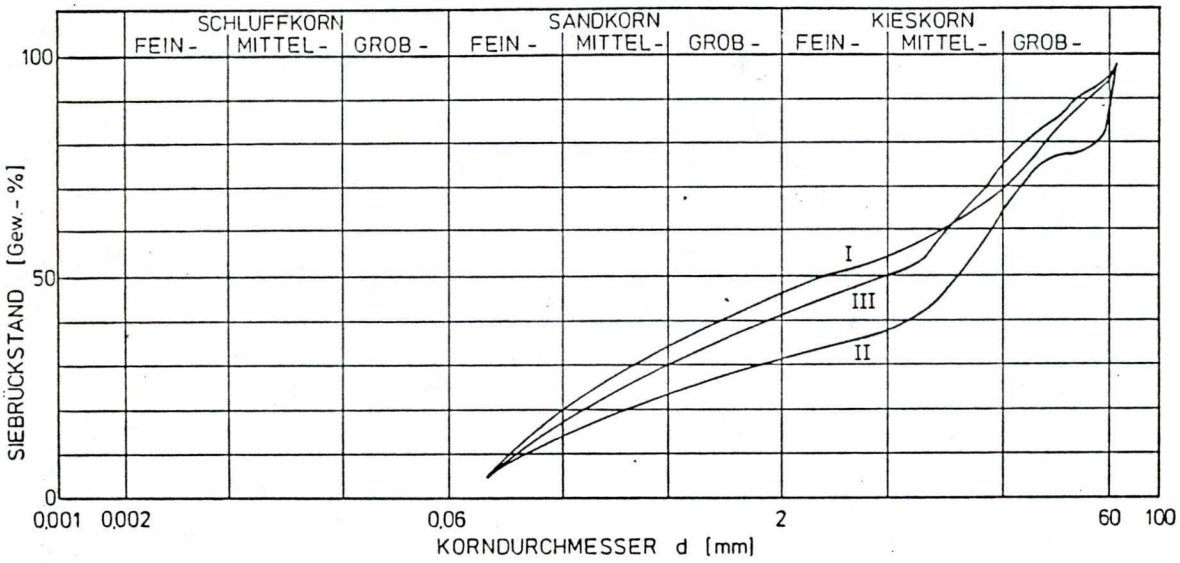


Fig. 3.5-7: Körnungskurven (Plattendruckversuch)

und Ausfallkörnung im Sand/Feinkiesbereich hat. Diese vom Standpunkt der Verdichtbarkeit her als ungünstig einzustufende Kornverteilung führt dazu, daß die Hohlräume zwischen den groben Teilen nur unzureichend ausgefüllt werden. Die relativ niedrige Schüttdichte einerseits, sowie die erreichte Verdichtung, die mit 10,6 % deutlich unter den Werten der günstiger sortierten Proben I und III liegt, ist ein zahlenmäßiger Ausdruck für die unzureichende Porenfüllung (Tab. 3.5-3).

Versuch Nr.	I	II	III
Dichte des Versatzes nach dem Plattendruckversuch (t/m³)	2,080	1,989	2,025
Dichte des Versatzes, lose geschüttet	1,809	1,798	1,812
durch den Plattendruckversuch erreichte Verdichtung (%)	15,0	10,6	11,8

Tab. 3.5-3: Verdichtung von Erzhaufwerk im Plattendruckversuch

Der Verformungsmodul der Erstverdichtung (E_{V1}) (Tab. 3.5-4) liegt bei Versuch Nr. II höher als bei I und II. Hier wird die Tendenz des gröberen Materials deutlich, über die grobstückigen Anteile eher ein steifes Korngerüst aufzubauen als dasjenige Material, bei dem die Verdrängung des feineren Korns in die Zwischenräume noch größere Wege zuläßt. Dieser Effekt wird verdeutlicht durch den relativ niedrigen Wert des Quotienten E_{V2}/E_{V1}; er drückt aus, wieviel weniger Zusammendrückung die Belastung im Versuch II erzielte als bei dem günstiger gestuften Material (Tab. 3.5-4).

Versuch-Nr.	I	II	III
E_{V1}-Wert (MN/m²)	20	23	18
Setzung nach der 1. Drucksetzungskurve (mm)	37,2	33,6	41,8
E_{V2}-Wert (MN/m²)	942	570	519
Gesamtsetzung (mm)	38,1	34,4	43,3
$\frac{E_{V2}}{E_{V1}}$	47,10	24,78	28,83

Tab. 3.5-4: Verformung von Erzhaufwerk im Plattendruckversuch

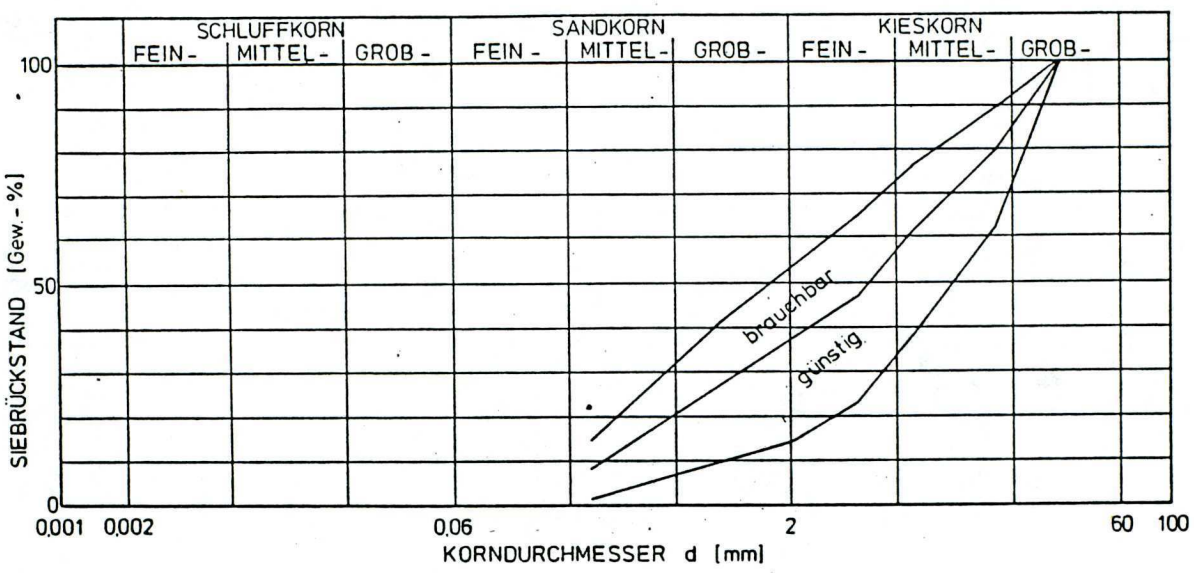


Fig. 3.5-8: Regelsieblinien (0/32 mm) bei stetiger Kornverteilung (weiterentwickelte Fullerkurve)

Zusammenfassend ist festzustellen, daß locker geschüttetes Erzhaufwerk eine hohe Verdichtbarkeit besitzt: 10 ... 15 % im Druckbereich bis 18 bar. Ein günstiges Kornspektrum bietet die Gewähr, daß durch statische Lastaufbringung eine relativ hohe Dichte erzielt werden kann. Es erscheint praxisgerecht, bei der Kornabstufung eine Körnungslinie anzustreben, die den aus der Betontechnologie bekannten Regelsieblinien (weiterentwickelte Fullerkurve) angehähert ist. Korngrößen $\geq$ 63 mm sind zu vermeiden. Die durch die konzipierte Blasversatztechnik vorgegebene Körnung 0/32 mm (Fig. 3.5-8) erscheint auch unter diesem Gesichtspunkt ein Optimum darzustellen.

3.5.2.2 Prüfung von Erz als Betonzuschlag

Eine heute in verschiedenen Bergbaubereichen verwendete Versatzart ist der Betonversatz. Sie wird besonders dort eingesetzt, wo eine sehr hohe und darüber hinaus sehr schnelle Standfestigkeitsverbesserung von Grubenbauen notwendig ist. Im Bereich intensiver Gewinnungsverfahren läßt sich durch das Einbringen eines schnelltragenden Vollversatzes, wie es der Betonversatz ist, erhöhte Betriebssicherheit bei größerer Lagerstättendurchbauung erzielen.

Für einen Endlagerbetrieb Konrad ist dieses kostenintensive Versatzverfahren nicht erforderlich, da die Endlagerhohlräume mit ausreichender Eigenstandfestigkeit aufgefahren werden. Davon abgesehen kann jedoch in Sonderfällen, wie z. B. in Brückenfeldern, das Setzen von Betonversatzstopfen zweckmäßig sein, besonders wenn im Streckenmantel die Ausbreitung von Auflockerungszonen abgemindert werden soll. Darüber hinaus eignen sich ein Betonversatzfundament bzw. Versatzbrücken bei der späteren Schachtverfüllung als Stützelemente für den einzubringenden Schüttversatz.

Unter diesem Aspekt wurde die Verwendbarkeit von Erz als Betonzuschlag durch Laborversuche untersucht. Das Probematerial wurde unter Tage in einem Schlagwalzenbrecher vorgebrochen und über Tage in einem Kegelbrecher und einer Hammermühle nachzerkleinert. Die folgenden Kennwerte wurden ermittelt:

- Kornfraktion nach Siebanalyse an 2 Repräsentativproben:

16 Gew.-%	< 0,25 mm,
26 Gew.-%	> 0,25 mm < 0,5 mm,
20 Gew.-%	> 0,5 mm < 1,0 mm,
13 Gew.-%	> 1,0 mm < 2,0 mm,
22 Gew.-%	> 2,0 mm < 4,0 mm,
3 Gew.-%	> 4,0 mm

- Wassergehalt des Erzes an 3 Proben nach Trocknung bei 105°C: 7,3 Gew.-%

- Schüttdichte aus je 3 Versuchen

im unbehandelten Zustand:	1,54 t/m³
nach Trocknung bei 105°C:	1,56 t/m³

- Chemische Analyse des Eisenerzes:

31,5 - 32	Gew.-%	Fe
12,0 - 13,0	"	CaO
13,0 - 14,0	"	SiO_2
5,0	"	Al_2O_3
1,25	"	MgO
0,39	"	P
0,18	"	Mn
0,17	"	S

- Chemische Analyse des Anmachwassers: (Hilswasser, vgl. Tab. B 3.4-2)

90	g/l	Cl^-
60	g/l	Na^{++}
5	g/l	Ca^{++}
1	g/l	Mg^{--}
0,5	g/l	SO_4^{--}
0,5	g/l	K^+

Anhand der DIN-Norm 4226, Blatt 1 und 3, für Betonzuschläge und Transportbeton mit dichtem Gefüge, wurde die Verwendbarkeit eines den obigen Spezifikationen entsprechend gebrochenen Erzmaterials überprüft. Danach kann festgestellt werden:

- Der Erzzuschlag erweicht und zersetzt sich nicht unter Wassereinwirkung und geht mit dem Zement keine schädlichen Verbindungen ein.

- Die Kornzusammensetzung hat keine ideale Verteilung, aber einer Verwendung steht wegen des hohen Anteils von 0 - 0,25 mm Körnung nichts entgegen.

- Die Kornform des gebrochenen Erzes ist akzeptabel.

- Die Festigkeitswerte von Beton-Probekörpern liegen im oberen Normbereich.

- Schädliche Bestandteile wie organische und erhärtungsstörende Stoffe wurden ebenso wenig festgestellt wie störende Mengen alkalilöslicher Kieselsäure oder Schwefel- und Sulfatgehalte.

Allerdings muß auf die Obergrenze von 0,02 Gew.-% wasserlöslichen Chlorids im Erzzuschlag hingewiesen werden, ab der eine Korrosionsbeeinträchtigung, z. B. an Bewehrungen im Spannbeton, eintreten kann. Da nicht vorgesehen ist, Betonversatz in Endlagerkammern einzubringen, brauchen Wechselwirkungen zwischen Versatz und Abfallfässern nicht berücksichtigt werden.

Um jedoch den Anteil chloridhaltigen Wassers als Anmachwasser auf ein möglichst geringes Maß zu beschränken, wurden Versuche zur Bestimmung der Erzzuschlagsmenge für Beton mit niedrigem Wasser-Zement-Wert durchgeführt. Dieser WZ-Faktor ist die wichtigste Einflußgröße auf die Druckfestigkeit des Betons. Er gibt das Gewichtsverhältnis zwischen Wasser- und Zementgehalt an.

Für eine Hydratation des Betonbindemittels ist ein WZ-Faktor von ca. 0,24 ausreichend. Um aber eine gute förderbare Zementleimtrübe herzustellen, ist ein WZ-Faktor von 0,4 - 0,5 erforderlich. Ein zunehmendes WZ-Verhältnis verursacht durch das chemisch überschüssige Wasser eine Zunahme des Wasserporenvolumens. Die Festigkeit eines Zementes nimmt aber mit steigender Porosität überproportional ab. Durch einen zu kleinen WZ-Wert, der unterhalb der Hydratationsgrenze liegt, entstehen im Zement Luftporen, die ebenfalls die Festigkeitseigenschaften negativ beeinflussen.

Als Ergebnis der Versuche wurde folgende geeignete Mischung festgestellt:

Zement (PZ 35 F)	916 kg
Erz (feucht)	1 022 kg
Wasserzugabe	342 kg

$$\text{WZ-Wert} = \frac{\text{Gesamtwasser}}{\text{Zement}} = \frac{412}{916} = 0{,}45$$

An den nach diesem Mischungsverhältnis erstellten Probekörpern wurden im Durchschnitt eine Rohdichte von 2,29 t/m³ und eine Druckfestigkeit von 64 N/mm² gemessen.

Da eine derartige Erz-Zementleim-Mischung keine Neigung zum Entmischen zeigt, kann auf die Zugabe von Stabilisatoren verzichtet werden.

Durch die Zugabe eines Verflüssigers kann ohne Qualitätsverlust ca. 5 - 10 % Wasser eingespart werden. Die Verringerung des Zementgehaltes ist bei Zugabe einer glatten und runden Körnung, wie z.B. Kies,zu erreichen.

Zusammenfassend gilt, daß unter Verwendung von gebrochenem Feinerz als Zuschlagstoff und Hilswasser zum Anmachen unter Tage ein zufriedenstellender Beton für bergmännischen Versatz produziert werden kann. Der Betonversatz eignet sich als Sonderversatz nicht nur zur Erhöhung der Standfestigkeit gefährdeter Grubenräume, sondern auch als Migrationsbarriere in den Strecken und im Schacht.

3.5.3 Vorauswahl geeigneter Versatztechniken

Im Rahmen der Versatzuntersuchungen wurden die heute im Bergbau üblichen Versatztechniken auf ihre Anwendbarkeit in söhlig aufgefahrenen Strecken, wie sie als Einlagerungskammern in der Grube Konrad in Frage kommen, überprüft. Dabei wurden sowohl die Aspekte der Materialauswahl und der Versatzqualität als auch die besonderen Versatzanforderungen im Hinblick auf die Endlagersicherheit berücksichtigt.

Aus Gründen der betrieblichen und kerntechnischen Sicherheit wurden die folgenden Forderungen für das auszuwählende Versatzverfahren aufgestellt:

- keine oder nur geringe Wasserzugabe für den Materialtransport und/oder zum Anmachen von Bindestoffen, wie z.B. Zement,
- hohe Selbstverdichtung des Versatzmaterials beim Einbringen,
- geringe Staubentwicklung,
- wenig arbeitsintensiv, insbesondere im näheren Bereich der Abfallgebinde,
- hohe Flexibilität des Verfahrens mit leichter Umsetzbarkeit und Handhabbarkeit der Geräte und Leitungswege,
- Kompatibilität der Versatzanlagen mit den baulichen Abmessungen der Grube,
- Wirtschaftlichkeit des Verfahrens mit Anlagen- und Versatzmaterialkosten und
- Zeitaufwand beim Verfüllen der Hohlräume.

Generell zeigt ein Vergleich der Versatzverfahren, daß die o.a. Anforderungen von keinem Verfahren einzeln vollkommen erfüllt werden können. Kompromisse sind nach der Gewichtigkeit der einzelnen Bedingungen zu schließen, wobei Aspekte der betrieblichen und kerntechnischen Sicherheit vorrangig berücksichtigt werden müssen. Vollkommene Resthohlraumverfüllung ist nur unter Einsatz "flüssiger" Verfahren, wie z.B. Spülversatz oder Beton-Pumpversatz,möglich. Da dabei aber die erste Anforderung nach weitgehender Trockenheit des Endlagerbereiches nicht erfüllt ist, wurden solche Verfahren von vornherein ausgeschlossen.

Unter den verbleibenden bergtechnischen Möglichkeiten zur Verfüllung von Grubenhohlräumen haben sich die folgenden "trockenen" Versatzverfahren für einen Endlagerbetrieb Konrad als verwendungsfähig herausgestellt:

- Sturzversatz,
- Schleuderversatz,
- Blasversatz.

Die Möglichkeit der Firsten-, Zwickel- und Stoßhohlraumverfüllung in einem Verfahrensgang, mit dem gleichen Füllmaterial und mit der gleichen Versatzmaschine ist bei allen drei Verfahren nicht gegeben.

Bei der Firstenverfüllung z.B. wird sich in geringen Maßen der positive "Rieseleffekt" ergeben, indem von der Firste aus feinkörniges Gut zwischen die Einlagerungsgebinde und an den Stößen herunterrieseln wird. Eine vollständige Verfüllung dieser Hohlräume wird dabei allerdings nicht erreicht.

Zwickel- und Stoßhohlraumverfüllung ist dagegen nur in einem eigenständigen Verfahrensgang möglich. Als ein praktikables Verfahren stellt sich bei der angegebenen Stapeltechnik die pneumatische Verfüllung dieser Hohlräume, ähnlich wie die Füllung von Bohrlöchern mit losem Sprengstoff, dar. Hierbei ist mit Hilfe einer Lanze und einer Blasanlage jeder einzelne Zwickel nacheinander zu verblasen.

Wegen der groben und mittleren Körnung kann das Füllversatzmaterial, wie es bei der Firstenhohlraumverfüllung zum Einsatz kommen wird, nicht verwendet werden. In die Zwickel- und Stoßhohlräume läßt sich nur feinkörniges Gut verblasen.

Es ist somit festzustellen:

- Die Zwickel- und Stoßhohlraumverfüllung kann nur in einem gesonderten Verfahrensgang und mit anderen Betriebsmitteln und anderen Füllmaterialien, z. B. abgesiebtem feinkörnigen Konrad-Erz, durchgeführt werden.
- Die Verfüllung erfolgt pneumatisch durch eine Lanze und kann nur manuell ausgeführt werden.
- Durch die lange Verfüllphase hält sich das Bedienungspersonal in strahlenexponierter Stellung lange Zeit vor den endgelagerten Abfallgebinden auf.
- Über eine längere Einlagerungsstrecke ist eine vollständige Zwickelhohlraumverfüllung nicht zu erreichen.

Eine Priorität der Verfüllung von Zwickel- und Stoßhohlräumen ist im Hinblick auf das Gesamtkonzept einer Endlagerung schwachradioaktiver Abfälle in der Grube Konrad und die vorhandene mächtige geologische Barriere nicht gegeben. Deshalb und aufgrund der Tatsache, daß das Zwickelhohlraumvolumen nur mit ca. 3 bis 5 % am Gesamthohlraum einer gefüllten Endlagerkammer beteiligt sein wird, wurde von einer weitergehenden Bearbeitung der Zwickelhohlraumverfüllung abgesehen.

Bei der weiteren Vorauswahl geeigneter Versatztechniken für die Verfüllung des Firstenhohlraums wurden die "trockenen" Verfahren Sturz-, Schleuder- und Blasversatz nach verschiedenen betrieblichen und bergtechnischen Zielvorstellungen bewertet.

3.5.3.1 Erläuterungen des Bewertungsverfahrens

Die Bewertung erfolgt nach einer Nutzwertanalyse mit Hilfe eines Zielbaumverfahrens in Anlehnung an das Kepner-Tregoe-Bewertungsmodell. An der Spitze der Zielhierarchie steht das Oberziel mit der Aussage "Ermittlung der Rangfolge der vorgeschlagenen Versatzverfahren für eine Verwendung bei einem zukünftigen Einlagerungsbetrieb auf der Schachtanlage Konrad". Konkretisiert wird das Oberziel durch die Zielinhalte der zwei Zielstufen. Die Tabelle 3.5-5 verdeutlicht dieses zweistufe Zielprogramm.

Zielinhalte

Zielstufen				
Oberziel	Ermittlung der Rangfolge der vorgeschlagenen Versatzverfahren für eine Verwendung bei einem Einlagerungsbetrieb auf der Schachtanlage Konrad			
1. Zielstufe	Versatzgut	Versatztechnologie		Versatzmaschine
2. Zielstufe	Erz-Ton-Mischung Erzaufbereitung	Staubentwicklung Dichtigkeit Einlagerungsabschnitte Technischer Aufwand		Mobilität Bauabmessungen Verfülleistung

Tab. 3.5-5: Zielprogramm für eine Bewertung der vorgeschlagenen Versatzverfahren

Gewichtung	Oberziel 100 %											
Gewichtung	Versatzgut 10 %			Versatztechnologie 60 %						Versatzmaschine 30 %		
	Erz-Ton-Mischungen	Erzaufbereitung		Staubentwicklung	Dichtigkeit	Einlagerungsabschnitte	technischer Aufwand			Mobilibät	Bauabmessungen	Verfülleistung
Gewichtung	40 %	60 %		25 %	40 %	15 %	20 %			40 %	40 %	20 %
Bewertungs-zahlen	4	6		15	24	9	12			12	12	6
Sturzversatz	1	1	1	1	3	3	2	3		3	3	3 3
Schleuderversatz	2	2	2	2	2	2	1	2		2	2	2 2
Blasversatz	3	3	3	3	1	1	3	1		1	1	1 1

Tab. 3.5-6: Gewichtung der Zielinhalte und Einstufung der Alternativen in Rangfolgen

Zielinhalte der 2. Zielstufe	Erz-Ton-Mischung	Erzaufbereitung	Staubentwicklung	Dichtigkeit	Einlagerungsabschnitte	technischer Aufwand	Mobilität	Bauabmessungen	Verfülleistung	Rangsumme	Rangfolge
Sturzversatz	4	6	15	72	27	24	36	36	18	238	3
Schleuderversatz	8	12	30	48	18	12	24	24	12	188	2
Blasversatz	12	18	45	24	9	36	12	12	6	174	1

Tab. 3.5-7: Rangzahlen und Rangzahlensumme der alternativen Versatzverfahren bei den Zielinhalten der 2. Zielstufe

Es besteht eine unterschiedliche relative Wichtigkeit der einzelnen Zielinhalte bezogen auf die Inhalte der vorgelagerten Stufen. Aus diesem Grunde werden die einzelnen Zielinhalte entsprechend ihrer Wichtigkeit durch Gewichtungen bewertet.

Die Bewertung erfolgt, indem den Zielinhalten der unmittelbar vorgelagerten Zielstufe 100 Gewichtungs-Prozentpunkte zugeordnet werden. Die Zielinhalte der unteren Zielstufen werden entsprechend ihrer Gewichtung an den 100 Prozentpunkten der oberen gewertet. Durch Multiplikation der Gewichtungen der einzelnen Zielinhalte über beide Zielstufen mit den 100 Prozentpunkten des Oberzieles ergeben sich die Bewertungszahlen der Zielinhalte in der untersten Zielstufe.

Die vorzuschlagenden Versatzverfahren werden auf der zweiten Zielstufe gemäß ihrer Einordnung nach der relativen Vorzugswürdigkeit in die Rangfolgen von 1 bis 3 an den einzelnen Zielinhalten gewertet. Die Multiplikation der Ränge mit der Bewertungszahl der Zielinhalte ergeben die Rangzahlen der Alternativen. Durch Aufsummieren der einzelnen Rangzahlen ergibt sich die Rangzahlsumme der Alternativen bezogen auf das Oberziel. Aus der Rangzahlsumme leitet sich die Rangfolge ab.

Die Gewichtung der einzelnen Zielinhalte, die subjektiv und nicht nach der Delphi-Methode erfolgte, sowie die Einstufung der Rangfolgen der Alternativen sind aus Tab. 3.5-6 ersichtlich. Durch die Multiplikation der Gewichtungen ergeben sich die Bewertungszahlen (x 100).

Die Multiplikation der Bewertungszahlen mit den Rangfolgen ergeben die Rangzahlen, die wegen einer besseren Übersichtlichkeit in einer anderen Darstellung aufgeführt sind (Tab. 3.5-7).

3.5.3.2 Ergebnis und Auswertung

Die Durchführung der Bewertung hat ergeben, daß sich die Rangfolge der möglichen Versatzverfahren für einen Endlagerbetrieb auf der Schachtanlage Konrad wie folgt darstellt:

Rang	Versatzverfahren	Rangzahl
1	Blasversatz	174
2	Schleuderversatz	188
3	Sturzversatz	238

Obwohl der Blasversatz eine erhebliche Staubentwicklung verursacht, wobei die Möglichkeit der Staubbekämpfung mit Wasser unter den speziellen Aspekten eines Endlagerbetriebes noch näher zu untersuchen und zu diskutieren ist, überwiegen doch die Vorteile der besseren Verdichtbarkeit und die Möglichkeit, längere Einlagerungsabschnitte zu verfüllen. Ebenso sprechen, trotz des hohen technischen Aufwandes, die maschinentechnischen Anforderungen der Mobilität, Baugröße und Leistung für den Blasversatz. Der Einfluß einer erhöhten Anforderung an das Versatzgut gestaltet sich neben den Vorteilen des Blasversatzes als gering.

Bei der Betrachtung der Rangfolgen des Blasversatzes in den einzelnen Zielinhalten fällt auf, daß keine Differenzierungen (bis auf den technischen Aufwand) auftreten. Entweder ist der Blasversatz am besten oder am schlechtesten geeignet. Das gleiche gilt für den Sturzversatz, wobei der Schleuderversatz immer "das Mittelmaß" bildet.

Eine herausragende Bedeutung bietet der Zielinhalt "technischer Aufwand". Bei der Bewertung wurde von einer zentralen Blasstation ausgegangen und aufgrund der notwendigen Vorrichtungen, auch in bezug auf ein neu zu schaffendes untertägiges Druckluftnetz, dem Blasversatzverfahren den Rang 3 zugeordnet. Dem Sturzversatzverfahren wurde der Rang 2 zugewiesen, da es einen erheblichen bautechnischen Aufwand bedeutet, der Schleuderanlage für den sicheren Einsatz den notwendigen festen Halt zu geben.

Obwohl das Sturzversatz- sowie das Schleuderversatzverfahren weniger technischen Aufwand erfordern als das Blasversatzverfahren, so ergibt sich doch ein gewisser Nachteil beider Verfahren gegenüber dem Blasversatz. Bei der Konzipierung beider Verfahren sind maschinentechnische Neuentwicklungen (Bandanlage mit 'Stopfer') notwendig, mit denen z.T. verfahrenstechnisches Neuland (hochgestellte Schleuder mit begrenzter Wurfhöhe) betreten wird. Dagegen kann die

Blasversatztechnologie, so wie sie aus den Bergbaubetrieben bekannt ist, ohne große Änderungen zur Verfüllung der Resthohlräume eines Endlagerbetriebes übernommen werden.

Bei den Zielinhalten 'Mobilität' und 'Bauabmessungen' ist dem Sturzversatz aufgrund seiner Anforderung an das Fahrgestell zur Übertragung der Reaktionskräfte auf den Gebirgskörper der Rang 3 zugeordnet worden, da zur Erfüllung der Anforderung ein schwereres und unbeweglicheres Fahrgestell notwendig ist als beim Schleuderversatz. Den Rang 1 hat bei beiden Zielinhalten das Blasversatzverfahren erhalten, da das Blaslöffelfahrzeug ein kleines und wendiges Fahrzeug darstellt.

Bei der Betrachtung der Rangfolgen fehlt die wichtige und wesentliche Kostenbetrachtung der einzelnen Verfahrensalternativen. Für eine detaillierte Kostenbetrachtung bedarf es einer zu planenden (oder festgelegten) Infrastruktur, die auf einer konkreten Einlagerungsplanung basiert. Derartig konkrete Planungsmodelle für einen Einlagerungsbetrieb, die eine kostenmäßige Analyse für die Verfahrensalternativen zugelassen hätten, wurden aber im Rahmen der Eignungsuntersuchungen nicht erstellt.

Zusammenfassend kann gesagt werden, daß sich in den söhligen Einlagerungskammern Resthohlräume in der Firste und gegebenenfalls an den Stößen am besten in einem modifizierten Blasversatzverfahren verfüllen lassen. Die zum Staubniederschlag in dem Austragsrohr zugesetzte Wassermenge ist genau abzustimmen, so daß ein möglichst hoher Wasseranteil verdunsten und vom Wetterstrom abgeführt werden kann. Bei entsprechend technischer Ausbildung des Gerätes mit schwenkbarem und rückziehbarem Blasrohr kann gegebenenfalls ein Abschnitt von mehreren Einlagerungsschichten, z. B. von 9 m Länge, verfüllt werden. Die Anlage kann zentral für zwei Einlagerungsstrecken aufgestellt werden oder als leichte mobile Anlage für jeweils eine Strecke genutzt werden. Allerdings sind ein leistungsstarker Kompressor mit 1000 bis 1500 m^3/h und ein zu verblasendes Versatzmaterial mit Korngrößen von 0 bis ca. 35 mm erforderlich.

Für Abschlußdämme eignet sich vorrangig von den angebotenen Verfahren der Einsatz einer fahrbaren Schleuderversatzanlage. Durch einen bei diesem Verfahren zu erreichenden hohen Verdichtungsgrad des Versatzgutes und seiner

Zuschlagstoffe kann gute mechanische Festigkeit und ausreichende Barrierenwirkung der Dämme erzielt werden. Für Abschlußdämme ist es nach Abdeckung der Einlagerungsgebinde mit trockenem Erz auch dann verwendbar, wenn mit einem Gemisch, z.B. aus Erz und Bindemittel, unter Zugabe von Wasser gearbeitet wird.

Zur Resthohlraumverfüllung unter der Firste müßte die Wurfparabel beim Schleuderversatz möglichst hoch angesetzt werden. Das allerdings birgt Nachteile hinsichtlich des technischen Aufwandes und der Materialstreuung. Ohne entsprechende Anfeuchtung ist es wegen der Staubentwicklung nicht durchführbar.

Abschlußdämme können auch im Sturzversatzverfahren durch Aufschüttung mit Frontschaufelladern errichtet werden. Dabei wird sich eine vergleichbar gute Versatzverdichtung wie beim Schleuderversatz erreichen lassen.

3.5.4 Verfüllkonzept für die Schächte Konrad 1 und 2

Nach Beendigung der Einlagerung der radioaktiven Abfälle sollen die beiden Konrad-Schächte als Zugänge zum Endlagerbereich dauerstandsicher und wasserdicht verfüllt werden, um eine Verbindung zwischen Endlager und Biosphäre durch die Schächte auszuschließen. In dem hier vorgestellten Konzept sind sowohl die besonderen bergbaulichen und geotechnischen Gegebenheiten der Grube als auch der derzeitige Stand der Verfülltechnik berücksichtigt worden. Es wurde ferner davon ausgegangen, daß bergbauliche Einwirkungen auf die Schächte zum Zeitpunkt der Verfüllung nicht vorhanden und danach auch nicht zu erwarten sind.

3.5.4.1 Technischer Vergleich zwischen verschiedenen Arten der Schachtverfüllung

Für die Schachtverfüllung stehen im Prinzip folgende Möglichkeiten zur Verfügung:

- Einbringen einer Lockermassenfüllsäule vom Tiefsten bis zur Tagesoberfläche mit zusätzlicher Abdämmung aller untertägigen Schachtzugänge;
- Erstellen einer lage - und erosionsbeständigen Füllsäule durch Einbringen eines hydraulisch erhärtenden Füllgutes vom Tiefsten des Schachtes bis zur Tagesoberfläche;
- Erstellen statisch nachgewiesener kohäsiver Füllsäulenabschnitte mit zwischengelagerten Lockermassen.

Dauerstandsicherheit und Grundwasserabschluß im verfüllten Schacht kann mit einer Lockermassenfüllsäule ohne zusätzliche Maßnahmen mit der geforderten Zuverlässigkeit nicht erreicht werden. Eine Verfüllung vom Tiefsten des Schachtes bis zur Tagesoberfläche mit hydraulisch erhärtendem Füllgut einer Mindestdruckfestigkeit von 2 MN/m^2 bringt zwar eine ausreichende Standsicherheit. Das Material ist aber aufgrund seines großporigen Gefüges wasserdurchlässig. Es muß davon abgeraten werden, in solche lage- und erosionsbeständige Füllsäulen wasserundurchlässige Stopfen z. B. aus quellfähigen Ton einzubauen, um so eine Wasserumläufigkeit zu verhindern. Derartige Abschnitte aus Erdstoffen sind nicht setzungsfrei. Es kann deshalb nicht ausgeschlossen werden,

daß sich in dem darüber liegenden Abschnitt mit hydraulisch erhärtendem Material Auflockerungen bilden. Dieses Material unterliegt wegen seiner geringen Festigkeit einer rückschreitenden Erosion, wenn ihm das Auflager entzogen wird.

Aus diesem Grund kommt in Bereichen oberhalb von wasserundurchlässigen Stopfen nur das Einbringen kohäsiver Füllsäulenabschnitte in Betracht, die die eingeleiteten Lasten und ihr Eigengewicht tragen.

Nach den bergbaulichen und geotechnischen Gegebenheiten läßt sich unter Berücksichtigung der besonderen Anforderungen an die hier infrage stehenden Schachtverfüllungen eine zweckmäßige Kombination der verschiedenen Arten der Schachtverfüllung erreichen.

Die kohäsiven Füllsäulenabschnitte sind unter Verwendung hydraulisch erhärtender Materialien herzustellen, die ihr Volumen beim Erhärten nicht verringern. Die erforderliche Druckfestigkeit des kohäsiven Füllgutes kann in Anlehnung an DIN 1045, Tabellen 1 und 13, ermittelt werden. Außerdem darf sich das Gut beim freien Fall im Schacht nicht entmischen.

3.5.4.2 Schacht-Verfüllkonzept mit kohäsiven Füllsäulenabschnitten

Für die Schächte Konrad 1 und 2 sieht das erarbeitete Konzept vor, daß jeweils vom Schachttiefsten bis oberhalb des höchsten untertägigen Schachtzugangs eine lage- und erosionsbeständige Füllsäule aus einem hydraulisch erhärtenden Material eingebracht wird (vgl. Fig. 3.5-9). Um eine Wasserumläufigkeit zwischen Grubengebäude und der Schachtröhre oberhalb des höchsten untertägigen Schachtzugangs zu vermeiden, tragen diese Füllsäulen je einen wasserundurchlässigen Stopfen von 10 m Höhe. Für diese Stopfen muß ein Material gewählt werden, das auch nach völligem Austrocknen bei Wiederbenetzung quellfähig bleibt. Die Anordnung der kohäsiven Füllsäulenabschnitte ist bestimmt durch die Lage der Grundwasserstockwerke.

Im Schacht Konrad 1 sollen, um die Verbindung zwischen den Grundwasserhorizonten zu vermeiden, zwei wasserundurchlässige Stopfen erstellt werden, je einer im unteren und im oberen Bereich der an quellfähigen Mineralien reichen Ton-

steine der Alb-Stufe (Kreide-Formation). Der untere Stopfen wird von einem 70 m langen kohäsiven Füllsäulenabschnitt getragen. Zwischen den beiden Stopfen ist ebenfalls ein kohäsiver Füllsäulenabschnitt von 238 m Länge vorgesehen. Oberhalb des oberen Stopfens wird ein weiterer kohäsiver Füllsäulenabschnitt von 100 m Länge vorgeschlagen, der eine etwa 132 m lange lage- und erosionsbeständige Füllsäule aus hydraulisch erhärtendem Material bis zur Tagesoberfläche trägt.

Im Schacht Konrad 2 ist bei 470 m Teufe der wasserführende Hils-Sandstein aufgeschlossen, der nach unten von einem wasserundurchlässigen Stopfen bei 490 m Teufe und nach oben mit einem gleichen Stopfen bei 435 m Teufe eingegrenzt werden soll. Der untere Stopfen wird von einem 170 m langen kohäsiven Füllsäulenabschnitt getragen, der so bemessen ist, daß ein in dem wasserführenden Hils-Sandstein sich aufbauender hydrostatischer Wasserdruck bis zur Tagesoberfläche aufgenommen werden kann. Der Stopfen bei 435 m Teufe steht in den Tonsteinen der unteren Schichten der Alb-Stufe. Zusätzlich ist bei 255 m Teufe ein weiterer Stopfen vorgesehen, der in den Tonsteinen der oberen Schichten der Alb-Stufe steht und die Wässer aus den oberflächennahen Bereichen gegen die untere Schachtröhre abdämmen soll. Zwischen den wasserundurchlässigen Stopfen sind rechnerisch nachgewiesene kohäsive Füllsäulenabschnitte vorgesehen. Oberhalb des oberen wasserundurchlässigen Stopfens bei 255 m Teufe folgt ein 110 m langer kohäsiver Füllsäulenabschnitt, der eine 145 m lange lage- und erosionsbeständige Füllsäule aus hydraulisch erhärtendem Material trägt, die bis zur Tagesoberfläche reicht.

Zur Erhöhung der Erosionsbeständigkeit des untersten Teils der rechnerisch nachgewiesenen kohäsiven Füllsäulenabschnitte sollte dieser aus einem Material erstellt werden, das hinsichtlich seines Festigkeits- und Verformungsverhaltens wenigstens einem Beton der Festigkeitsklasse B 15 nach DIN 1045 entspricht und mit einer Bewehrung versehen werden kann. Da in den Schächten die jeweiligen Arbeitsbereiche zugänglich sind, kann diese Schwindbewehrung z. B. aus Baustahlmatten ausgeführt und an Ort und Stelle eingebaut werden.

Falls als Bewehrung Stahlfasern gewählt werden, soll innerhalb des o. a. Abschnitts eine Teilmenge, die einem Volumen von wenigstens 2 m Füllhöhe im Schacht entspricht, als Stahlfaserbeton mit mind. 150 kg Stahlfasern je m³ kohäsives Füllgut ausgebildet werden.

Im Bereich der kohäsiven Füllsäulenabschnitte ist es unerläßlich, daß der Schachtausbau einen ausreichenden Verbund mit dem anstehenden Gebirge hat, um die eingeleiteten Lasten sicher ins Gebirge einzutragen. Falls von der Art des Einbringens des Schachtausbaus nicht die Gewißheit besteht, daß ein ausreichender Anschluß an das Gebirge vorhanden ist, empfiehlt sich eine stichprobenartige Überprüfung durch Bohrungen.

Falls kein ausreichender Verbund zwischen Ausbau und Gebirge festgestellt wird, kann dieser z. B. durch Zementinjektion hergestellt werden.

Als Material für die lage- und erosionsbeständigen Füllsäulen kommt ein hohlraumfreies, hydraulisch erhärtendes Füllgut mit einer Druckfestigkeit von mind. $\beta_{w28} = 2\ MN/m^2$ in Frage.

Für die wasserundurchlässigen Stopfen muß ein Material gefunden werden, das seine wasserundurchlässige Eigenschaft auf Dauer nicht verliert. Es kann hierfür z. B. ein Ton verwendet werden, der seine Quellfähigkeit auch nach Austrocknung behält.

Um eine ausreichende Wasserundurchlässigkeit im Bereich dieser Stopfen zu erreichen, muß - sofern eine Umläufigkeit hinter dem Schachtausbau nicht ausgeschlossen werden kann - der Schachtausbau herausgenommen werden und das wasserundurchlässige Material in unmittelbarem Kontakt mit dem Gebirge eingebaut werden. Gegebenenfalls sind Auflockerungen im Gebirge durch Injektion zu schließen.

Um Durchlässigkeiten über Rohrleitungen und andere vertikal im Schacht geführte Einrichtungen insbesondere im Bereich der wasserundurchlässigen Stopfen zu vermeiden, sind diese auszubauen, wenn sie nicht gezielt für bestimmte Zwecke (z. B. Kontrollzwecke u. a.) offengehalten werden sollen.

In den Bereichen, in denen die kohäsiven Füllsäulenabschnitte eingebracht werden sollen, muß die Schachtwandung frei von Verschmutzungen sein, um einen ausreichenden Verbund mit dem kohäsiven Füllgut zu erreichen. Vertikal angeordnete Einbauten wie z. B. Kabel, Spurlatten u. a. werden ausgebaut.

3.5.4.3 Standsicherheitsberechnungen für kohäsive Füllsäulenabschnitte in den Schächten

Die bearbeiteten kohäsiven Füllsäulenabschnitte wurden mit einem im Rahmen eines Untersuchungsvorhabens des Landes Nordrhein-Westfalen aufgestellten Berechnungsverfahren bemessen (WBK 1978). Das Rechenverfahren wurde jeweils für die untersten und obersten kohäsiven Füllsäulenabschnitte in den beiden Schächten ausgeführt. Die Standsicherheit der zwischenliegenden kohäsiven Füllsäulenabschnitte ergibt sich analog aus einer Überschlagsrechnung mit mindestens den gleichen Sicherheiten.

Grundlage für den Standsicherheitsnachweis sind hier die statischen Modelle, wie sie in Heft 34 der Mitteilungen der Westfälischen Berggewerkschaftskasse Bochum (1978) für gemauerte Schachtabschnitte entwickelt sind.

Voraussetzung für den Standsicherheitsnachweis ist, daß in den Teufenbereichen, in denen die kohäsiven Füllsäulenabschnitte eingebracht werden sollen, die in der Rechnung angesetzten statistisch verteilten Imperfektionen der Schachtwandung vorhanden sind. In der Örtlichkeit kann der Nachweis durch Einmessung der Imperfektionen in den Bereichen der tragenden Abschnitte der einzubringenden Füllsäule erbracht werden.

Es wird vorausgesetzt, daß der Anschluß des vorhandenen Betonformsteinausbaus an das Gebirge in ausreichendem Maße vorhanden ist. Dies kann durch örtliche Überprüfung nachgewiesen werden. Gegebenenfalls muß dieser Anschluß z. B. durch Zementinjektionen hergestellt werden.

Die rechnerischen Sicherheiten bei den verschiedenen Rechenmodellen betragen:

Schacht Konrad 1

Sicherheit gegen Bruch bei Ansatz der Imperfektionen der Schachtwandung

a) unterer kohäsiver Füllsäulenabschnitt von 560,6 bis 490,6 m Teufe: 7,6 bis 8,1

b) oberer kohäsiver Füllsäulenabschnitt von 232,5 bis 132,5 m Teufe: 4,0 bis 4,3

Sicherheit gegen Abscheren bei Ansatz von Haftscherfestigkeit zwischen kohäsivem Füllgut und Schachtwandung (Grenzbetrachtung)

A) über den gesamten Umfang und die Höhe des kohäsiven Füllsäulenabschnitts
   a) unterer kohäsiver Füllsäulenabschnitt von
      560,6 bis 490,6 m Teufe: 16,4
   b) oberer kohäsiver Füllsäulenabschnitt von
      232,5 bis 132,5 m Teufe: 8,7

B) nur über die Widerlagerfläche der Gewölbebrücken
   a) unterer kohäsiver Füllsäulenabschnitt von
      560,6 bis 490,6 m Teufe: 3,9
   b) oberer kohäsiver Füllsäulenabschnitt von
      232,5 bis 132,5 m Teufe: 2,1

Schacht Konrad 2

Sicherheit gegen Bruch bei Ansatz der Imperfektion der Schachtwandung
a) unterer kohäsiver Füllsäulenabschnitt von
   673 bis 503 m Teufe: 3,8 bis 4,1
b) oberer kohäsiver Füllsäulenabschnitt von
   255,4 bis 145,4 m Teufe: 4,1 bis 4,3

Sicherheit gegen Abscheren bei Ansatz von Haftscherfestigkeit zwischen kohäsivem Füllgut und Schwachtwandung (Grenzbetrachtung)

A) Über den gesamten Umfang und die Höhe des kohäsiven Füllsäulenabschnitts
   a) unterer kohäsiver Füllsäulenabschnitt von
      673 bis 503 m Teufe: 8,4
   b) oberer kohäsiver Füllsäulenabschnitt von
      255,4 bis 145,4 m Teufe: 8,9

B) nur über die Widerlagerfläche der Gewölbebrücken
   a) unterer kohäsiver Füllsäulenabschnitt von
      673 bis 503 m Teufe: 2,0
   b) oberer kohäsiver Füllsäulenabschnitt von
      255,4 bis 145,4 m Teufe: 2,1

Weiterhin wurde nachgewiesen, daß eine mögliche Vertikalbewegung der kohäsiven Füllsäulenabschnitte infolge Nachgiebigkeit der Schachtwandung vernachlässigbar ist.

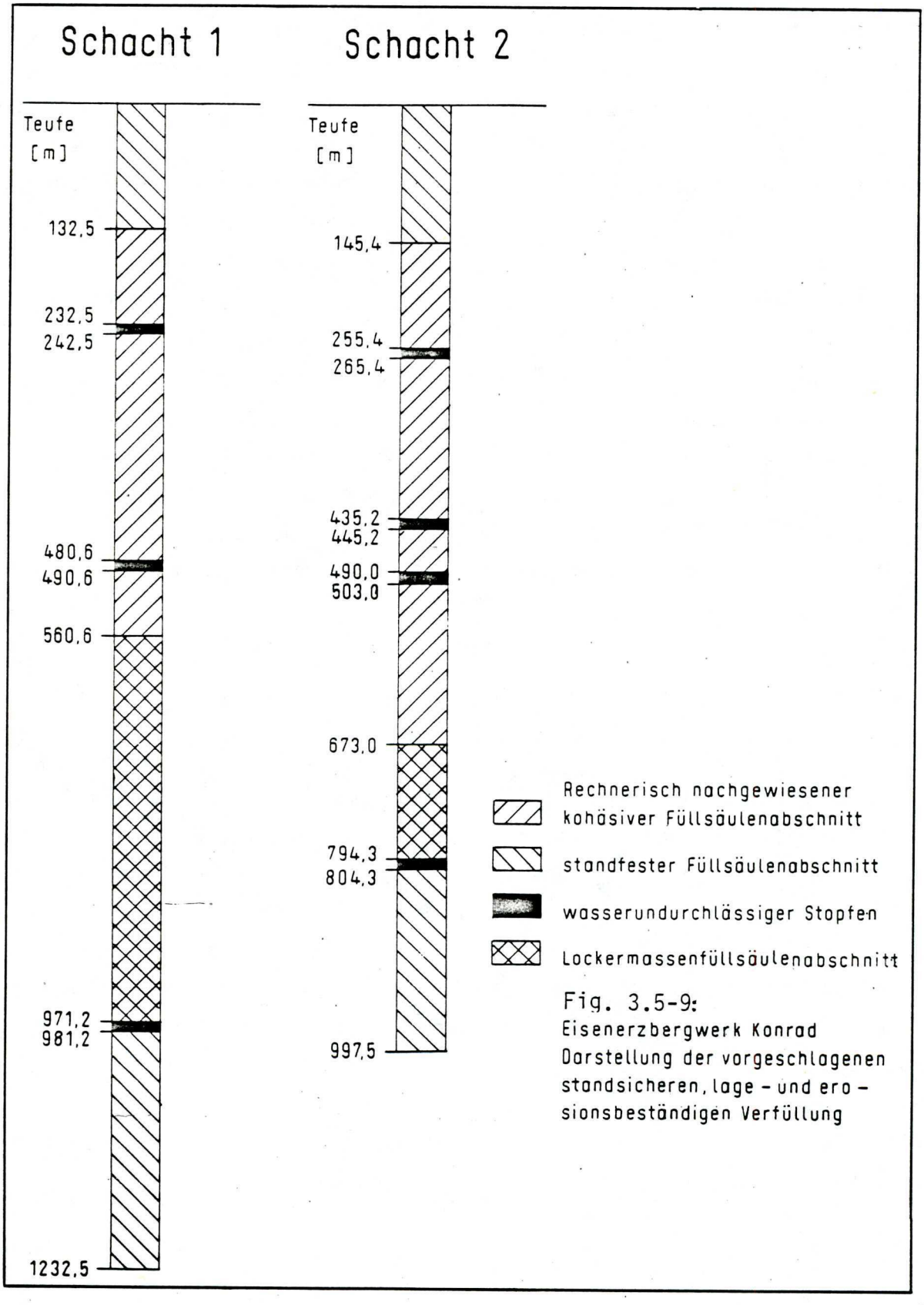


Fig. 3.5-9:
Eisenerzbergwerk Konrad
Darstellung der vorgeschlagenen standsicheren, lage - und erosionsbeständigen Verfüllung

3.6 Wasserhaltungskonzept für einen Endlagerbetrieb mit gleichzeitigem Kammerauffahrbetrieb

Die derzeitig in der Grube installierte Wasserhaltung (vgl. Teil B, Kapitel 2.4.3) mit ihren Wasserpumpen und Rohrleitungen (vgl. Teil B, Kapitel 2.5.3) ist in ihrer Kapazität ganz für den ehemaligen Spülversatzbetrieb ausgelegt und daher für die heute im Grubengebäude und im Schacht 2 anfallenden Wässer bei weitem zu groß dimensioniert. Aus Vorsorgegründen kann sie aber auch zukünftig erhalten bleiben und auf den neuesten Stand der Technik gebracht werden. Als Planungskapazität wurde gut das Doppelte der vor dem Verpressen und Abdichten beim Schachtabteufen im Gebirge angeschlagenen akkumulierten Grundwassermenge angesetzt. Zusätzlich wurde die Möglichkeit vorgesehen, Wasser aus dem Hauptsumpf sowohl über Schacht 1 als auch über Schacht 2 nach über Tage abgeben zu können. Das bedeutet eine wechselseitig zu betreibende Verbindung zwischen der Pumpenanlage auf der 5. Sohle am Schacht 1 und einer neu einzurichtenden auf der 3. Sohle am Schacht 2. Im Schacht 2 soll die Wasserstrecke für eine Zwischenpumpenstation genutzt werden. Sofern es sich als günstig erweist, können die Wässer in dem Schacht gehoben werden, in dessen Nähe die größte Menge anfällt. Dies ist in Schacht 2, da in ihm als Kondens- und Tropfwasser mehr als die Hälfte der im gesamten Grubengebäude registrierten Wassermengen anfallen.

3.6.1 Planungsentwurf für Wasserhaltung

Um Pumpen größerer Leistung auch bei geringem Wasserzulauf ständig in Betriebsbereitschaft erhalten zu können, bietet sich nach dem Stand der Technik die Ausrüstung mit Unterwasserpumpen an. Diese sogenannten Tauchpumpen können auch als Hochleistungspumpen horizontal in den Pumpensümpfen oder noch besser in separaten Druckbehältern in der Strecke davor installiert werden, so daß sie, ständig vom Fördermedium umspült, stets einsatzbereit sind. Es bedarf keiner großräumigen Pumpenkammer. Ansaug- und Entlüftungsprobleme entstehen nicht, wodurch Steuerung und Automatisierung wesentlich vereinfacht werden.

Der Planungsentwurf basiert auf Unterwasserpumpen und sieht folgende Auslegung vor (Fig. 3.6-1):

1. Schacht Konrad 1, Pumpenanlage 5. Sohle

Zur Förderung nach über Tage:

2 Pumpen mit je 180 m³/h Fördermenge, Förderhöhe 1240 m
Erneuerung der vorhandenen Steigeleitung DN 200/PN 160

Zur Förderung nach Pumpenkammer Schacht Konrad 2, 3. Sohle:

2 Pumpen mit je 120 m³/h Fördermenge, Förderhöhe 230 m
Druckrohrleitung DN 150/PN 40 durch Schacht 1 und über 3. Sohle

2. Schacht Konrad 2, Pumpenanlage 3. Sohle:

2 Pumpen mit je 120 m³/h Fördermenge, Förderhöhe 360 m
Steigeleitung DN 150/PN 40 zur Wasserstrecke

Zwischenstation an Wasserstrecke:

2 Pumpen zu je 120 m³/h Fördermenge, Förderhöhe 690 m
Steigeleitung DN 150/PN 100 zum Heben der Wässer nach über Tage

3. Unterwerksbau unter 5. Sohle:

2 ortsveränderliche Pumpen mit je 60 m³/h Fördermenge, Förderhöhe 140 m
Druckrohrleitung DN 125/PN 25 zum Pumpen nach Pumpenkammer Schacht Konrad 1, 5. Sohle

4. Pumpen in den Schachtsümpfen

Die vorhandenen Pumpen können beibehalten werden, müssen jedoch automatisiert sein.

5. Pumpenstation im Grubengebäude

Die Pumpenorte im Grubengebäude verbleiben in der bisherigen Form unmittel-

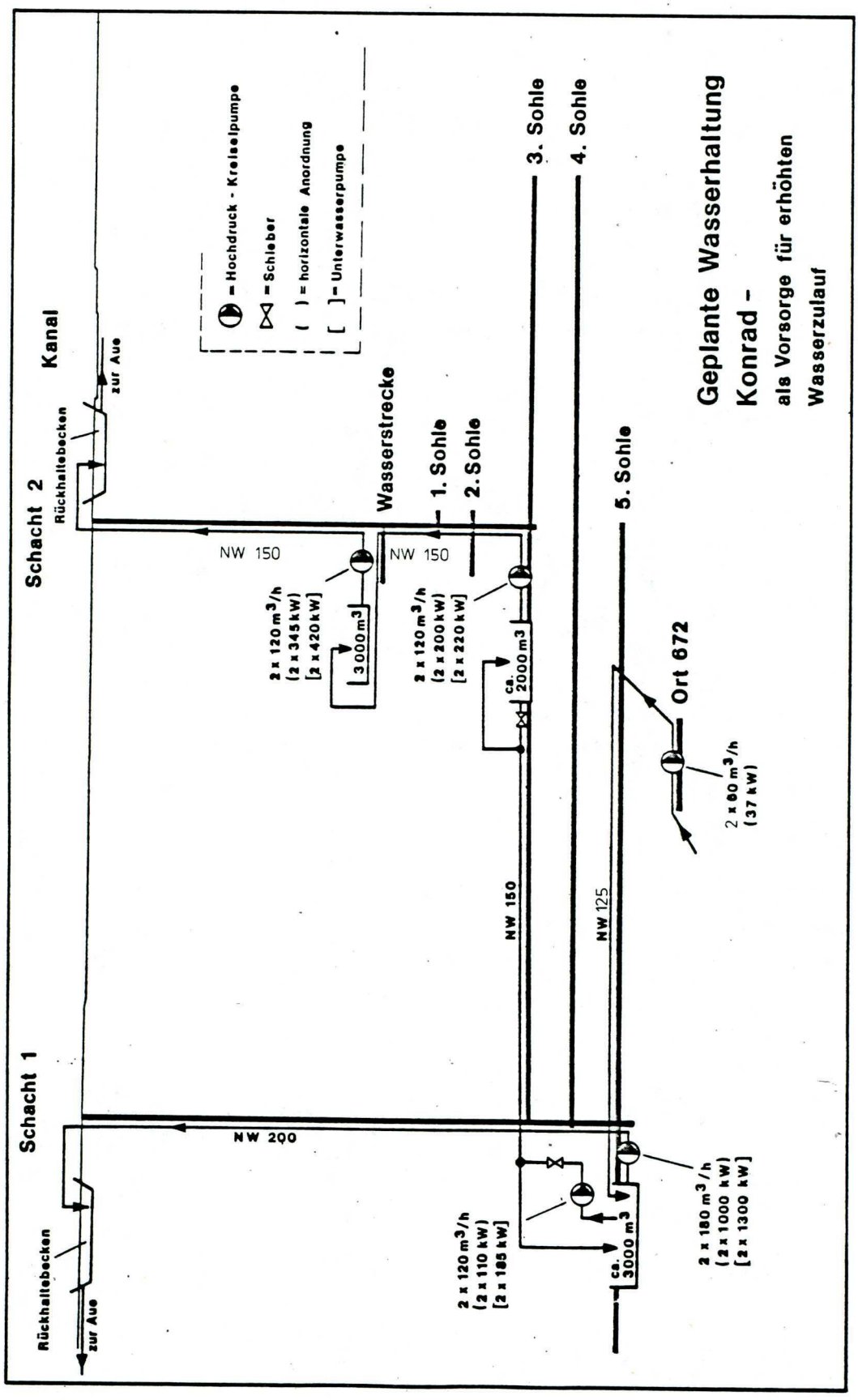


Fig. 3.6-1: Planungsentwurf mit Angaben zu Pumpenstationen, Rohrleitungssystemen und Sümpfen einer zukünftigen Wasserhaltung für den Endlagerbetrieb.

bar an den entsprechenden Tropfstellen. Ihre Druckleitungen sind über die Hauptsohlen zu führen und sollen in Einlagerungsbereichen nur dann verlegt werden, wenn es die Lage des Pumpenortes unbedingt erfordert.

Die Verbindungsleitung zwischen Schacht 1 und 2 besteht aus einer Steigeleitung im Schacht 1 bis zum Niveau der 3. Sohle und verläuft dann über diese Sohle zum Schacht 2. Der Anschluß an dem über Sohlenniveau anzulegenden Pumpensumpf am Schacht 2 erfolgt so, daß entweder vom Schacht 1 in ihn eingepumpt werden kann oder über eine mit elektrisch angetriebenen und automatisch gesteuerten Schiebern versehene Leitung das Wasser aus diesem Pumpensumpf im natürlichen Gefälle zum Pumpensumpf auf der 5. Sohle strömen kann. Der Verlauf dieser Verbindungsleitung über die 3. Sohle berührt oder durchquert keinen der vorgesehenen Einlagerungsfeldesteile. Durch Strömungsüberwachung an den Einläufen in beiden Pumpensümpfen wird bei Leitungsbruch im Streckenverlauf entweder ein automatischer Schieber am Pumpensumpf am Schacht 2 geschlossen oder die Zwischenpumpe am Pumpensumpf am Schacht 1 abgeschaltet.

Dem Pumpenort im Unterwerksbau kommt besondere Bedeutung zu, da er an den tiefsten Stellen des Grubengebäudes im Bereich der Einlagerungsfeldesteile 3/4 angeordnet werden sollte. Aus Gründen der Wasserhaltung ist es zweckmäßig, dieses Feld als letztes zu verfüllen.

Bei der Ausrüstung der Hauptpumpenstationen mit je einer Reservepumpe, der Möglichkeit wechselseitig die Wässer über Schacht 1 oder 2 heben zu können oder auch über beide Schächte zugleich, kann von einer Überdimensionierung der diesen Stationen zugeordneten Pumpensümpfe abgesehen werden.

Für die Anlage von übertägigen Rückhaltebecken steht auf dem Gelände der Schachtanlage sowohl in der Nähe von Schacht 1 als auch von Schacht 2 genügend Platz zur Verfügung.

3.7 Bewetterungskonzept für einen Endlagerbetrieb mit gleichzeitigem Kammerauffahrbetrieb

Das organisatorische Konzept der Betriebsabläufe bei der Nutzung des Erzbergwerkes als Endlager für radioaktive Abfälle sieht einen zeitlich parallelen Ablauf von Einlagerungs- und Vorrichtungsbetrieb in jeweils unterschiedlichen Bereichen in der Grube (Felder) vor. Aus Betriebs- und Sicherheitsüberlegungen heraus ergeben sich gegenüber dem früheren reinen Erzförderbetrieb dabei auch an das Bewetterungssystem veränderte Anforderungen. Im Rahmen der Eignungsuntersuchungen wurden umfangreiche Wettermessungen durchgeführt, um darauf aufbauend ein Bewetterungskonzept zu entwickeln.

Die Messungen umfaßten Temperatur, Druck und Feuchte sowie die Größe der Wetterströme im gegenwärtig vorhandenen Wetternetz und bildeten die Grundlage für

- die Erstellung eines endlagergerechten Bewetterungskonzeptes,
- die Prüfung der vorhandenen Lüfterkapazität in Hinblick auf den zusätzlichen Einlagerungsbetrieb,
- die Bestimmung des Wasseraustrages aus der Grube durch Wasserdampfaufnahme der Wetter sowie der Bandbreite dessen jahreszeitlicher Schwankungen.

Die drei Meßkampagnen erstreckten sich über die folgenden Zeiträume: vom 05.11.1979 bis 17.01.1980, vom 30.07.1980 bis 10.09.1980 und eintägige Kontrollmessungen im September und Oktober 1981.

Da die beiden ersten Kampagnen im Winter und Sommer lagen, wurde ein großer Temperatur-, Druck- und Feuchtebereich der einziehenden Wetter und damit des Aufnahmevermögens für Wasser in der Grube abgedeckt. In der dritten Kampagne wurden besonders die einzelnen Wetterteilströme gemessen. Die Ergebnisse dieser Meßkampagnen mündeten unmittelbar in einen Vorschlag für ein Bewetterungskonzept bei einem Einlagerungsbetrieb ein.

3.7.1 Beschreibung des vorhandenen Wetternetzes

In Gruben mit großen Teufen (wie Konrad mit Gebirgstemperaturen von 49 °C) kommt der Bewetterung im Hinblick auf ein arbeitsgerechtes Grubenklima große Bedeutung

zu. Das gegenwärtig eingerichtete Wetternetz ist in Fig. 3.7-1 wiedergegeben. Die Bewetterung der Grube erfolgt über den Schacht 1. Die Wetter ziehen über die 3., 4. und 5. Sohle in das Grubengebäude ein. Der Auszieh-Wetterstrom wird dem Schacht 2 über den Berg 6 und die 3. Sohle zugeführt. Allein durch den natürlichen Auftrieb wird ein Wetterstrom in der Größenordnung von 80 m^3/s oder knapp 5000 m^3/min hervorgerufen, der jedoch großen jahreszeitlichen Schwankungen unterliegt.

Für die zusätzliche Bewetterung des Grubengebäudes stehen z. Z. drei Hauptventilatoren vom Typ ZEL 14 mit jeweils 200 bis 240 kW elektrischer Leistung und einer Einzel-Förderleistung von über 50 m^3/s der Firma Turmag zur Verfügung: im Berg 6, auf der 3. Sohle und auf der 2. Sohle. Der Lüfter auf der 2. Sohle befindet sich z. Z. außer Betrieb (vgl. Teil C, Kapitel 2.5.7).

3.7.2 Meßverfahren zur Bestimmung der Wetterstrom- und Feuchtegrenzen der Grube

Die Bestimmung der Wasseraufnahme der Grubenwetter erfolgte über eine Messung des Wettervolumenstromes durch die Grube und gleichzeitiger Bestimmung der Zunahme des Feuchtegehaltes zwischen eintretenden und austretenden Wettern.

Die Messungen erfolgten in insgesamt drei jahreszeitlich unterschiedlichen Meßkampagnen, die sich teils über mehrere Wochen erstreckten. Die erforderlichen Meßgrößen (Temperatur, Druck, Feuchte, Strömungsgeschwindigkeit) wurden automatisch mit schreibenden Meßgeräten kontinuierlich registriert. Alle automatisch registrierten Werte wurden mehrfach durch Handmessungen geprüft bzw. ergänzt. Die Messungen erfolgten an insgesamt sieben Positionen in der Grube, die in der Figur 3.7.-2 schematisch dargestellt sind (vgl. Teil B, Kap. 3.3).

Druck-, Temperatur- und Feuchtewerte der einziehenden Wetter wurden über Tage von der in unmittelbarer Nähe des Schachtes 1 befindlichen meteorologischen Meßstation übernommen.

Unter Tage wurden je ein Temperatur- und Feuchteschreiber in der Nähe der Füllörter der drei Sohlen des einziehenden Schachtes 1, an den Ventilatoren auf der 3. Sohle (Querschlag zum Schacht 2) und im Berg 6 (Nähe Schacht 2) sowie im Wetterkanal des ausziehenden Schachtes 2 eingesetzt. Zur Ermittlung des Gesamt- und der Teilwetterströme auf der Ausziehseite wurden je zwei Anemographen und zusätzlich je ein Differenzdruckschreiber an den Ventilatoren auf der 3. Sohle und im Berg 6 eingesetzt. Der Ventilator im Berg 5 war während der gesamten Meßdauer wetterdicht abgeschlossen. Die Teilwetterströme im Einziehbereich wurden während der ersten Meßkampagne mehrfach durch Handmessungen bestimmt, in den folgenden Kampagnen wurden die Meßstellen 2 und 3 (3. und 4. Sohle) mit weiteren Anemographen versehen und der Wetterstrom an der Meßstelle 4 (5. Sohle) indirekt über eine Mengenbilanz ermittelt.

3.7.3 Meßgeräte und Meßgrößen

Temperatur und Feuchte unter Tage wurden mit einem kombinierten Meßwertgeber vom Typ Vaisala gemessen (Prinzip Widerstandsänderung und Kapazitätsänderung). Die Feuchtewerte wurden durch psychrometrische Meßwerte stichprobenweise kontrolliert. Während der ersten zwei Meßkampagnen wurden unter Tage keine Drücke gemessen, sondern aus den über Tage gemessenen Barometerwerten teufenabhängig berechnet.

Für die übertägigen Klimawerte des einziehenden Wetterstromes wurden die Meßwerte der meteorologischen Beobachtungsstation (Meßstation 1) eingesetzt (vgl. Teil A, Kapitel 2.6.6). Während der ersten beiden Meßkampagnen bewegten sich Temperatur, Feuchte und Druck der einziehenden Wetter innerhalb folgender Bereiche:

		1. Kampagne (Winter 79/80)	2. Kampagne (Sommer 80)
Luftdruck, mbar	max	1022	1019
	min	968	992
Temperatur, °C	max	+ 13	+ 32
	min	- 12	+ 12
rel. Feuchte, %	max	96	93
	min	55	45

Aus den primären Meßwerten von Temperatur, relativer Feuchte und Strömungsgeschwindigkeit der Wetter wurden folgende Größen errechnet:

- Wasserdampfgehalt der Wetter, g/kg
- Dichte der Wetter, g/m³
- Massenstrom des Wasserdampfes, kg/s
- Massenstrom der trockenen Luft, kg/s
- Massenstrom der Wetter, kg/s
- Volumenstrom der Wetter, m³/s

Die Berechnung erfolgte auf der Grundlage aller Meßwerte der insgesamt sieben Meßstellen mit Hilfe eines Standard-EDV-Programmes.

3.7.4 Ergebnisse der Wettermessungen

3.7.4.1 Wetterströme und ihre Verteilung im Grubengebäude

Bei laufenden Ventilatoren (auf der 3. Sohle und auf Berg 6) traten infolge der eingestellten Druck/Wetterstromcharakteristik der Lüfter nur geringe Schwankungen in der Wetterzufuhr in die Grube auf. Der Gesamtwettervolumenstrom liegt zwischen 100 bis 130 m³/s.

Bei Stillstand der Ventilatoren hängt die Größe des durch die Grube ziehenden Wetterstromes in erster Linie vom natürlichen Auftrieb ab. In den Wintermonaten wurde ein natürlicher Konvektionsstrom in der Größenordnung von 100 m³/s gemessen. Die Größe der Wetterströme wurde auch über eine Modellrechnung in Abhängigkeit von der Übertagetemperatur an einem vereinfachten Wetternetz abgeschätzt. Danach ergab sich, daß ein Wetterstillstand nur im Verlauf einer längeren Hitzeperiode mit Übertagetemperaturen > 30 °C möglich ist. Normalerweise verhindern die in der Nacht sinkenden Übertagetemperaturen sowie eine weitere Abkühlung der Wetter an der Schachtwandung eine Unterdrückung des natürlichen Auftriebs, so daß auch bei Stillstand der Ventilatoren eine Wetterbewegung aufrechterhalten wird. Dagegen macht schon bei Temperaturen um den Gefrierpunkt der natürliche Auftrieb den Betrieb der Ventilatoren überflüssig. Bei extrem tiefen Tagestemperaturen (- 20 °C) dürfte dem Grubengebäude ein Wetterstrom von 150 bis 160 m³/s zugeführt werden, wenn er nicht wegen Vereisungsgefahr des Schachtes 1 gedrosselt wird.

Nach den Ergebnissen der Handmessungen zogen etwa 10 % des gesamten Wetterstromes über die 3. Sohle, 35 % über die 4. und 55 % über die 5. Sohle in das Grubenfeld. Die Wetter ziehen zu etwa gleichen Anteilen über die 3. und die 2. Sohle in den Schacht 2 und von dort wieder in die Atmosphäre ab. Die genaue Verteilung der Wetterströme in den Zweigen des Wetternetzes wurde in der dritten Meßkampagne ermittelt. Die Ergebnisse sind im Wetternetz (Fig. 3.7-1) mit aufgeführt.

3.7.4.2 Wettertemperaturen

Die Temperaturzunahme der Wetter im Einziehschacht wird durch die kompressionsbedingte Erwärmung bestimmt, der sich ein Wärmeaustausch zwischen Wetterstrom und Schachtwänden überlagert. Bei adiabatischer Kompression beträgt die Temperaturzunahme der Wetter ~ 12 K. In Figur 3.7-3 sind die gemessenen Temperaturzunahmen der Wetter bis zum Füllort 5. Sohle (1200 m Teufe) in Abhängigkeit von der Lufttemperatur über Tage dargestellt. Mit steigender Eintrittstemperatur verringert sich die Temperaturzunahme der Wetter im Schacht. Die Ausgleichsgeraden durch die jeweiligen Meßpunkte aus der Sommer- bzw. Winterkampgne schneiden die Abszissenachse bei 25 °C, d. h. bei einer Eintrittstemperatur oberhalb 25 °C findet bis zur 5. Sohle eine Aufheizung und unterhalb 25 °C eine Abkühlung der zuströmenden Wetter statt. Infolge der Wärmekapazität des Schachtes ändern sich bei Schwankungen der Eintrittstemperatur die mittleren Temperaturen der Schachtwände, wodurch die Wärmeabgabe an den Wetterstrom beeinflußt wird. Hierdurch (und auch durch die geringen Änderungen in der Größe des Wetterstromes) läßt sich die Streuung der Meßwerte erklären. Da im Winter die Wärmeabgabe der Schachtwände im jahreszeitlichen Mittel etwa um den Faktor 2 bis 3 höher liegt als im Sommer, ist hier der Schacht entsprechend kühler und gibt bei gleicher Eintrittstemperatur weniger Wärme an den Wetterstrom ab.

In söhligen Grubenbauen sind die Temperaturänderungen fast ausschließlich auf einen Wärmeaustausch zwischen den Wettern und dem Gebirge zurückzuführen. Durch die Wärmekapazität des Grubengebäudes wird die Schwankungsbreite der Temperatur der Wetter auf ihrem Weg gedämpft. Während die Temperaturen der Luft über Tage im Verlauf der Winterkampagne einen Bereich von etwa 25 K bestrichen (-12 bis + 13 °C), war dieser Bereich am Anschlag der 5. Sohle Schacht 1 auf etwa 9 K eingeengt (12 bis 20,8 °C), am Ventilator der 3. Sohle betrug die Schwankungsbreite nur noch etwa 4 K (28,2 bis 32 °C), am Berg 6 etwa 2 K (31,3 bis 33 °C) und im Wetterkanal etwa 1 K (19,8 bis 21 °C). Noch geringer waren die Temperatur-

schwankungen während der Sommerkampagne. Lagen die Schwankungen der Temperatur über Tage hier noch in einem 19 K breiten Intervall (12,3 bis 31,2 °C), war dies am Anschlag der 5. Sohle bereits auf etwa 3 K eingeengt (23,2 bis 26,3 °C). Im Wetterkanal sind sogar jahreszeitlich bedingte Temperaturschwankungen ausgeglichen. Die Temperatur liegt immer zwischen 20 und 21 °C.

Eine Abhängigkeit der Temperaturänderung von der Größe des Wetterstromes besteht zweifellos, ist aber bei den aufgetretenen Wetterstromänderungen so gering, daß sie aus den Ergebnissen nicht erkennbar ist.

3.7.4.3 Wasserdampfgehalt der Wetter

Während der beiden ersten Meßkampagnen ergab sich, daß die Wetter im Grubengebäude zwischen Eintritt und Austritt ständig Wasser aufgenommen hatten. Bei niedrigen Übertagetemperaturen (im Winter) ist die absolute Luftfeuchte selbst bei voller Sättigung verhältnismäßig niedrig (z. B. bei +5 °C etwa 5 g/kg, bei -5 °C etwa 2,5 g/kg), so daß bei starker Erwärmung der Wetter in der Grube eine große Aufnahmefähigkeit besteht. Bei hohen Tagestemperaturen (im Sommer) enthalten dagegen die einziehenden Wetter mehr Wasserdampf, so daß ihre Aufnahmefähigkeit kleiner ist. Infolgedessen beträgt im jahreszeitlichen Mittel die von den Wettern aufgenommene Wasserdampfmenge im Winter etwa 59 l/min und im Sommer etwa 34 l/min (vgl. Teil B, Kapitel 3.3).

In Figur 3.7-4 ist die Wasserdampfaufnahme der Wetter über dem Wasserdampfgehalt der Luft über Tage aus Winter- und Sommermessung aufgetragen. Demnach ist auch bei der Sommermessung stets Wasser aufgenommen worden. Weiter kann man schließen, daß bei einem Wasserdampfgehalt der Luft über Tage < 15 g/kg kein Wasserausfall in der Grube vorkommt. Bei einer Wettertemperatur von 21 °C im Wetterkanal am Schacht 2 über Tage ist erst bei einem Wasserdampfgehalt der Luft über Tage von 16 g/kg volle Sättigung erreicht. Ein Wasserdampfgehalt der Luft über Tage von 15 g/kg wurde nach den Aufzeichnungen der meteorologischen Station während des Untersuchungszeitraumes nie erreicht, ist aber bei extremer Wetterlage möglich. Aus Figur 3.7-4 ist weiter zu ersehen, daß die Wetter bei gleichem Wasserdampfgehalt der Luft über Tage in der Grube im Sommer mehr Wasser aufnehmen als im Winter, weil die relative Luftfeuchte niedriger ist.

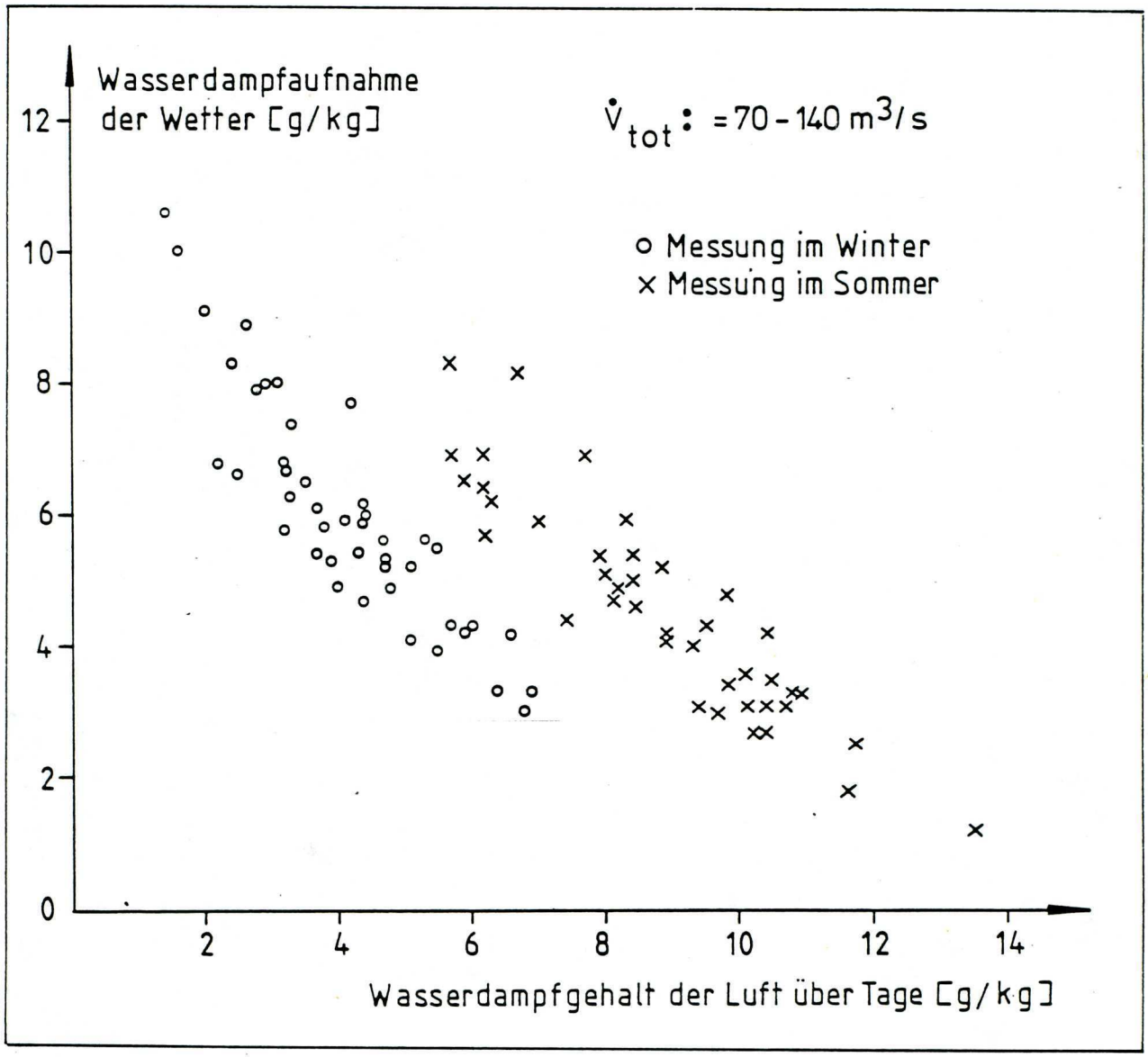


Fig. 3.7-4: Wasserdampfaufnahme der Wetter im Grubengebäude.

In der Winterkampagne zeigte sich deutlich, daß die Wasserdampfaufnahme hauptsächlich im Grubenfeld und in geringerem Ausmaß in Schächten erfolgte. In der Sommerkampagne war diese Abstufung nicht so deutlich erkennbar.

Die Messungen zeigen, daß die Wetter beim Durchströmen des Grubengebäudes z. T. auch meßbare Feuchteaufnahme und im Wetterkanal einen höheren Feuchtigkeitsgrad aufweisen. Aus dem vorliegenden Untersuchungsmaterial läßt sich nicht schlüssig feststellen, ob diese Zunahme der Feuchtigkeit durch Feuchteaufgabe aus dem Gebirge oder durch Leitungswasser, das im Grubengebäude z. Z. verbraucht wird, verursacht wurde.

Hierzu sind für die verschiedenen Wetterströme gesonderte und über längere Zeiträume laufende Messungen erforderlich.

Ein dafür geeignetes Meßsystem mit insgesamt elf Meßstationen wurde entwickelt und befindet sich derzeit im Aufbau. Gemessen wurden an allen Stationen die Trockentemperatur, die Feuchtetemperatur (bzw. die relative Luftfeuchtigkeit), der barometrische Druck und an einigen Meßstellen auch der Wettervolumenstrom.

3.7.5 Konzept eines Bewetterungssystems mit Feuchtigkeitstransportüberwachung für den Einlagerungsbetrieb

In der Grube sind sieben Einlagerungsfelder vorgesehen, die aber alle noch auszurichten sind (vgl. Teil C, Kapitel 3.3). Bei gleichzeitiger Einlagerung und Ausrichtung in jeweils einem Feld sind bei der Bewetterung folgende Bedingungen zu berücksichtigen:

- die Abwetter aus dem Einlagerungsbereich sollten nach Möglichkeit keine weiteren Betriebspunkte berühren,
- die Abwetter aus dem Ausrichtungsfeld sollten nicht dem Einlagerungsbereich zugeführt werden,
- die Größe der zugeführten Wetterströme in die einzelnen Bereiche ist nach der Gesamtleistung der gleichzeitig eingesetzten dieselbetriebenen Maschinen zu bemessen.

Als erster Einlagerungsbereich ist das Feld 2 zwischen der 4. und 5. Sohle vorgesehen, in dem die Strecken für einen Erzabbau vorgerichtet worden sind und nur erweitert werden müssen. Aus wettertechnischer Sicht ist z. B. folgende Reihenfolge günstig:

Phase	Einlagerung	Ausrichtung
1	Feld 2	Feld 6
2	Feld 6	Feld 5
3	Feld 5	Feld 1
4	Feld 1	Feld 3/4
5	Feld 3/4	Feld 7
6	Feld 7	

Nach diesem Schema könnten die Wetter in der ersten Phase für den Einlagerungsbetrieb im Feld 2 über die Rampe 570 als Teil des Transportweges und für das Ausrichtungsfeld 6 über die 5. Sohle zugeführt werden, wobei die süd-nördliche Wetterrichtung im Einlagerungsfeld grundsätzlich von der Rampe 570 im Süden bis zum Wetteraufhauen im Norden eingehalten wird.

Der geplante Ausrichtungsbetrieb im Feld 6 wird durch eine Rampe vom Füllort 5. Sohle am Schacht 1 bis zur 4. Sohle in der Nähe des Bleckenstedter Sprunges erschlossen. Von dieser Rampe aus werden die einzelnen aufzufahrenden Einlagerungsstrecken bis zu ihrem Durchschlag über ein Grenzaufhauen oder Bohrloch sonderbewettert. Die Wetter aus Feld 6 werden dem über den Anschlag der 4. Sohle ziehenden Frischwetterstrom beigemischt, solange dieses Feld ausgerichtet wird. Bei der späteren Einlagerung ist ein gesonderter Abwetterweg bis zur 3. Sohle unter Umgehung des Streckennetzes der 4. Sohle vorzusehen. Hierfür käme eine Rampe, ein Aufhauen oder ein Bohrloch in Frage.

Bei einem Bohrloch oder einem Aufhauen erhebt sich die Frage nach dem optimalen Durchmesser. Man kann davon ausgehen, daß für ein Einlagerungsfeld ein Wetterstrom von bis zu 50 m^3/s ausreichend ist. Seitens der Herstellungskosten ist ein enger Bohrlochquerschnitt vorteilhaft, hinsichtlich der Energiekosten bei der Bewetterung ist dagegen ein großer Durchmesser günstig. Bei einem Durchmesser von 2 m benötigt ein Ventilator etwa 30 bis 35 kW elektrische Leistung, um 50 m^3/s zu fördern. Bei einem Durchmesser von 1 m vergrößert sich der Leistungsbedarf auf etwa 660 kW. Der optimale Durchmesser liegt im Bereich zwischen 1,6 und 2,0 m.

Um die Größe und Richtung des im Einlagerungsfeld erforderlichen Wetterstroms sicherzustellen, ist neben den zu installierenden Ventilatoren am Einlagerungsort zusätzlich ein Ventilator in Verbindung des Wetteraufhauens mit der 3. Sohle (z. B. im Wetterzweig 306 - 350, vgl. Fig. 3.7-5) nötig. Außerdem muß der über dem Anschlag der 4. Sohle ziehende Wetterstrom (Wetterzweig 402 - 404) gedrosselt werden. Um alle Bereiche der Grube ordnungsgemäß zu bewettern, muß ein Wetterstrom von etwa 140 bis 150 m^3/s zugeführt werden; infolge unvermeidbarer Wetterkurzschlüsse muß von einem Gesamtwetterstrombedarf von mindestens 170 m/s ausgegangen werden.

Die drei z. Z. in der Grube installierten Hauptventilatoren dürften bei der geplanten Wetterstromverteilung und vorgesehenen Dieselmotorenleistung nur unter günstigen Umständen (z. B. im Winter) ausreichen. Es empfiehlt sich daher, den Wetterbedarf durch neue Wettermaschinen zu decken. Bei einer Übertage-Anordnung scheint der Einbau nur eines Hauptventilators am zweckmäßigsten. Figur 3.7-5 zeigt die Wetterstromverteilung bei Betrieb eines Hauptventilators über Tage. Dabei wurde ein Wetterstrom am Hauptventilator von 175 m³/s zugrunde gelegt.

Bei Einsatz eines Hauptventilators über Tage können die drei z. Z. unter Tage installierten Ventilatoren außer Betrieb genommen werden. Allerdings kann auch in diesem Falle nicht auf den Zusatzventilator am Wetteraufhauen zur 3. Sohle verzichtet werden, wenn man nicht in der Rampe 570 unterhalb der 4. Sohle Drosselungen vornimmt. Als Zusatzventilator kommt einer der drei vorhandenen vom Typ ZEL 14 in Frage.

Der Einlagerungsbereich zwischen der 4. und 5. Sohle wird durch die Bohrlöcher, über die die Abfuhr der Wetter aus dem jeweiligen Einlagerungsort erfolgen soll, derart stark durchörtert, daß keine detaillierte Aussagen über die Wetterstromverteilung in diesem Bereich möglich sind. In den Berechnungen wurde unterstellt, daß sämtliche vertikale Verbindungen zwischen der 4. und 5. Sohle mit Ausnahme der Rampe 570, die den Zutritt zur Teilsohle 522 ermöglicht, und des an der Feldesgrenze liegenden Aufhauens geschlossen sind. Diese Maßnahme verbessert die Wetterstromverteilung im Einlagerungsbereich und dürfte sich somit auch in der Praxis bewähren.

Der maximale Wetterstrombedarf in den einzelnen Einlagerungsstrecken liegt bei 17 m³/s. Die Leistung der an die Bohrlöcher angeschlossenen Ventilatoren kann erst nach Entscheidung über den Bohrlochdurchmesser (50 bzw. 70 cm) festgelegt werden.

Das über den Einsatz von Hauptventilatoren Gesagte gilt in gleicher Weise auch für den Fall, daß anstelle des Feldes 6 das Feld 5 ausgerichtet wird. Um ein Abströmen von Wettern aus den Ausrichtungsfeld 5 in das Einlagerungsfeld 2 zu verhindern, muß parallel zur Rampe 570 ein Wetterweg neu aufgefahren werden, über den die Wetter aus dem Ausrichtungsfeld abgeführt werden. Dieser Wetterweg könnte oberhalb der 4. Sohle an die Wendel angeschlossen werden.

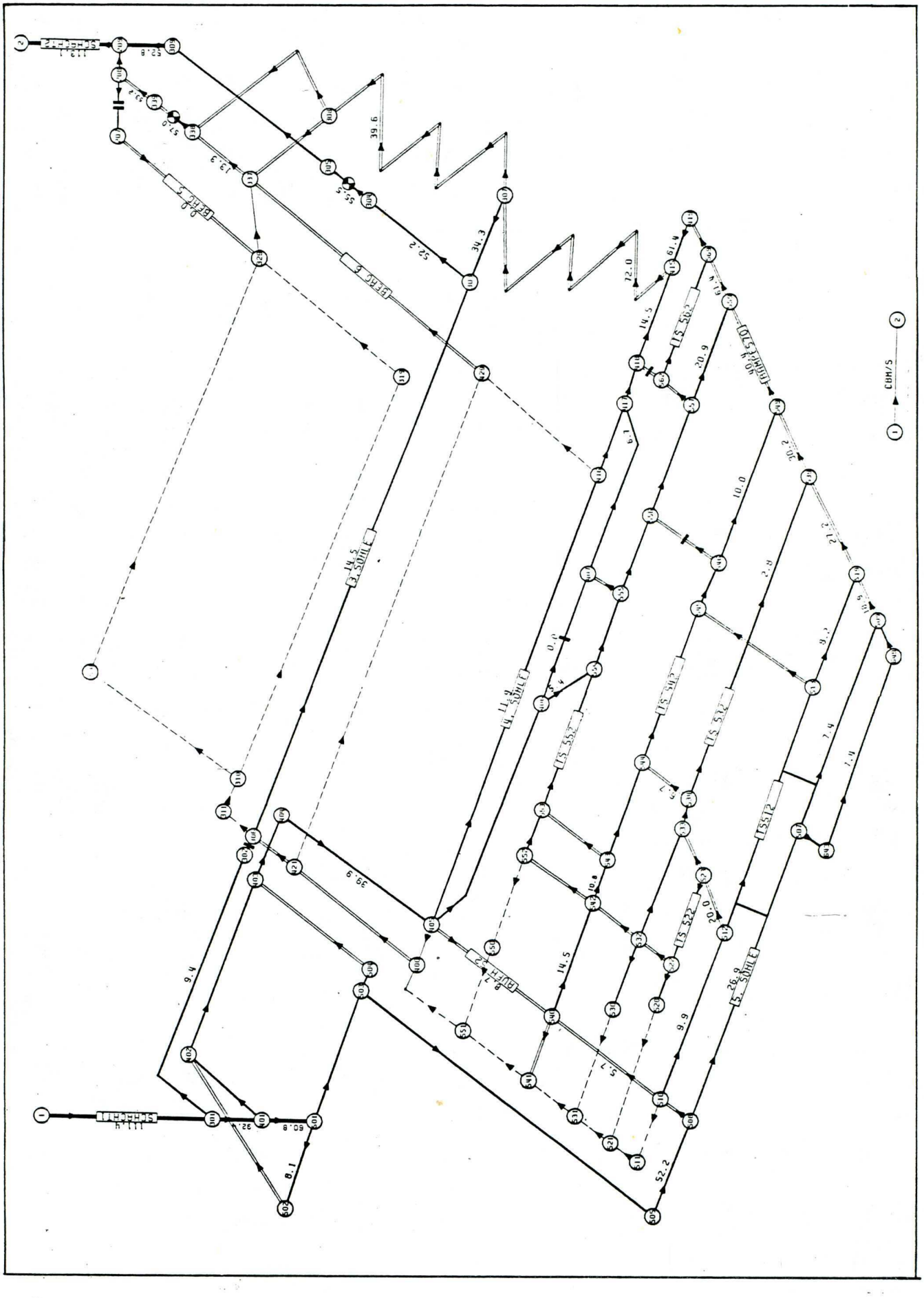


Fig. 3.7-1: Bestehendes Wetternetz und -ströme in der Grube Konrad.

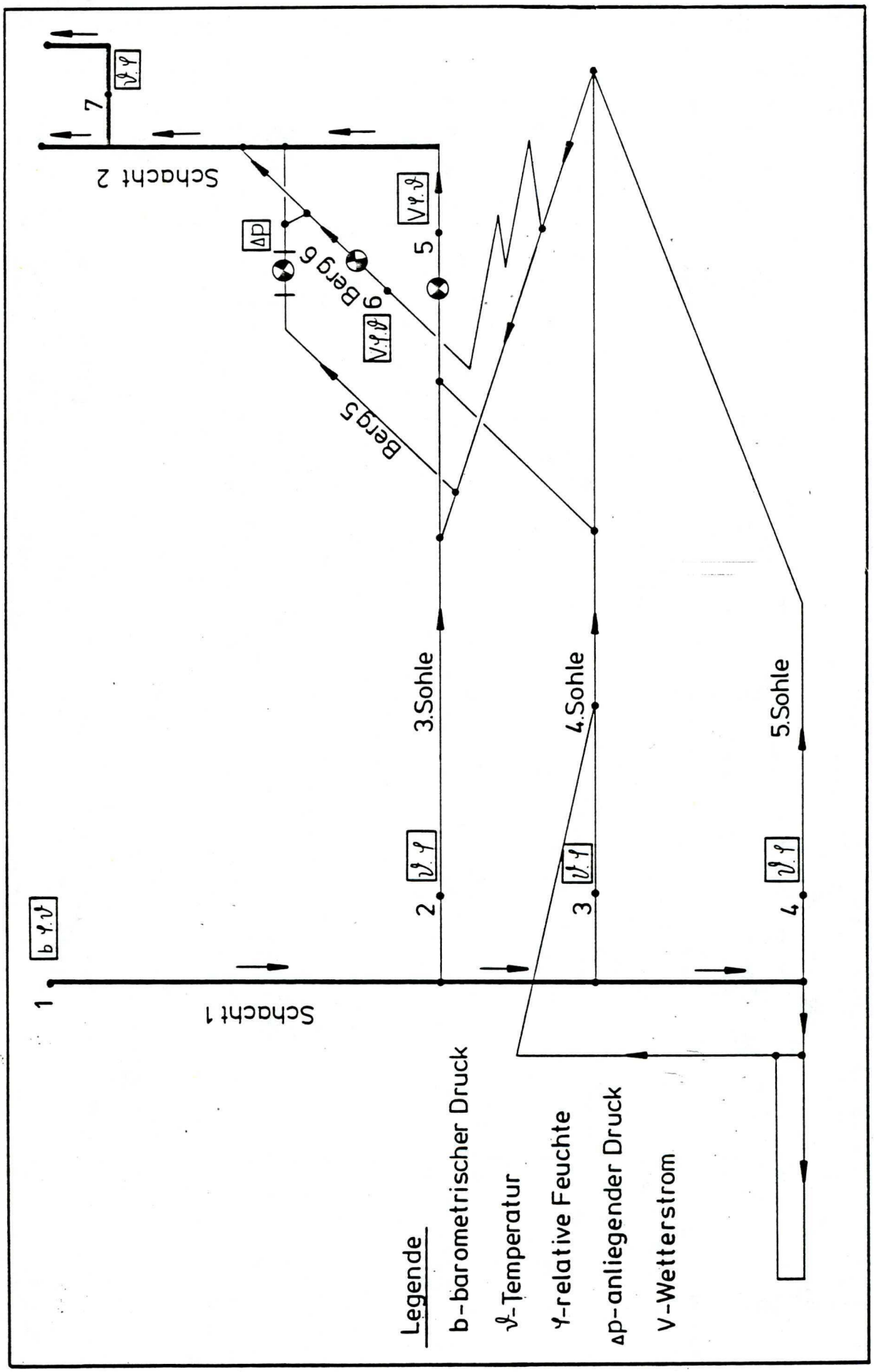


Fig. 3.7-2: Schematische Darstellung der Meßeinrichtungen zum Wetterstrom und Feuchteaustrag in der Grube Konrad.

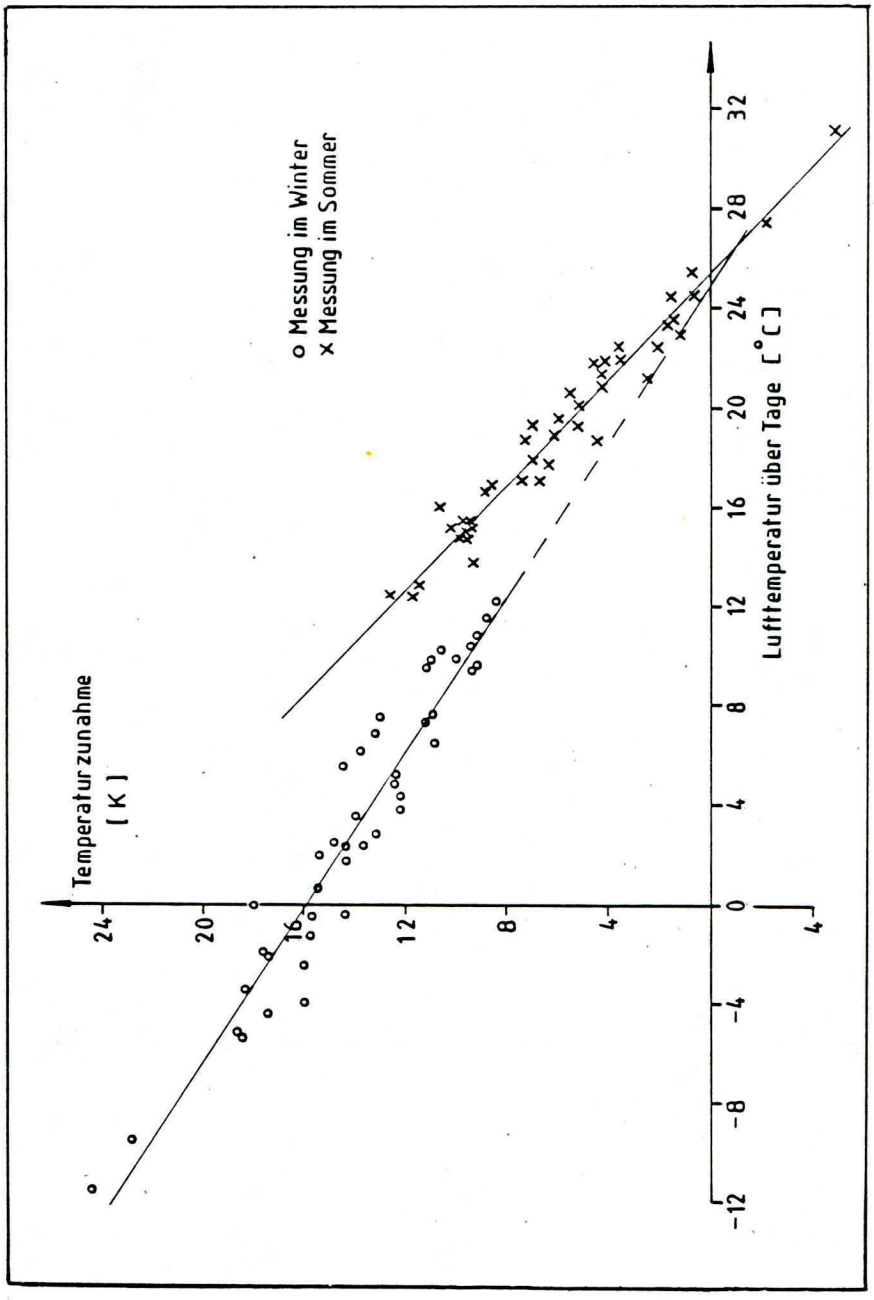


Fig. 3.7-3: Gemessene Temperaturzunahme im Schacht 1 in Abhängigkeit von der Temperatur über Tage (Bezugsstelle Füllort 5. Sohle).

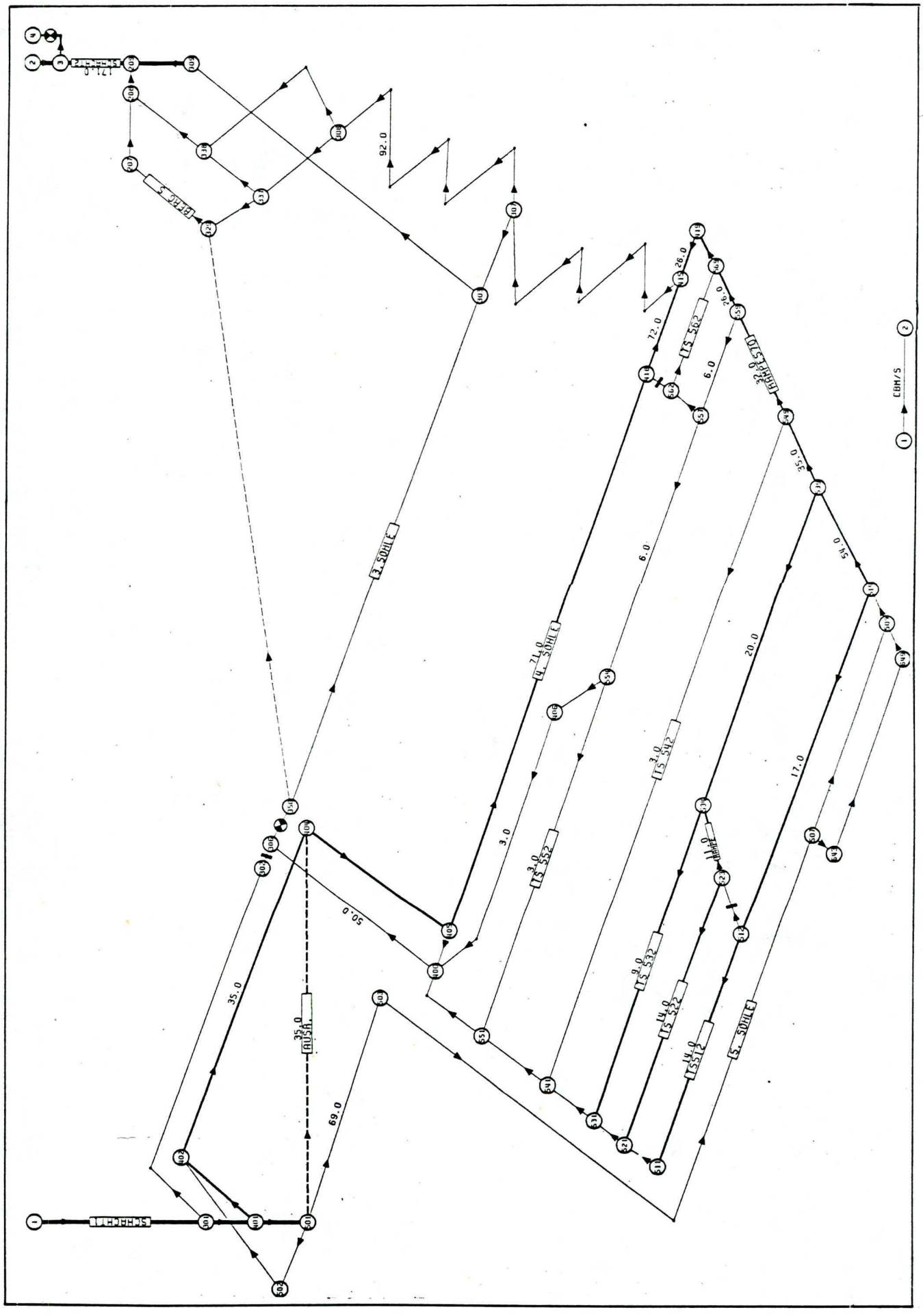


Fig. 3.7-5: Konzipiertes Wetternetz für einen gleichzeitigen Erzabbau in Feld 6 und die Einlagerung in Feld 2 der Grube Konrad.

1.	ABFALLTECHNISCHE GESICHTSPUNKTE FÜR DAS ENDLAGER	D 1- 1
1.1	Beschreibung der konditionierten Abfälle	D 1- 1
1.1.1	Beschreibung der konditionierten schwachradioaktiven Abfälle aus Forschung, Medizin und Kernkraftwerksbetrieb	D 1- 4
1.1.2	Beschreibung der Stillegungsabfälle von Kernkraftwerken und anderen kerntechnischen Anlagen	D 1- 6
1.1.3	Radionuklidgehalt der Abfälle	D 1- 9
1.1.4	Klassifizierungsansatz für schwachradioaktive Abfälle	D 1-11
1.1.5	Beschreibung der Einlagerungsbehälter	D 1-13
1.1.6	Qualitätssicherungsmaßnahmen an den Abfallgebinden	D 1-19
1.2	Mengenaufkommen der schwachaktiven und Stillegungsabfälle in der Bundesrepublik Deutschland	D 1-21
1.2.1	Jährliches anlagenspezifisches Abfallaufkommen	D 1-21
1.2.2	Kumulierte Gesamtmenge der endzulagernden Abfälle in der Bundesrepublik Deutschland	D 1-26
1.2.3	Entsorgungspotential des Endlagers Konrad in bezug zum LAW-Aufkommen	D 1-27
1.3	Anlieferungskonzept für die betrachteten Abfälle	D 1-31
1.3.1	Vorschriften für den Antransport zum Endlager	D 1-31
1.3.2	Antransport zum Schachtgelände	D 1-31
	Literatur	D 1-33

1. Abfalltechnische Gesichtspunkte für das Endlager

Für die Erstellung von Transportkonzepten, die Abschätzung der Kapazität des Endlagers und für Sicherheitsbetrachtungen ist eine Beschreibung der Abfälle nach Art und Menge erforderlich. In diesem Kapitel werden die schwachaktiven Abfälle aus Kernkraftwerken, Forschungszentren, Landessammelstellen, der Wiederaufarbeitung und der kerntechnischen Industrie einerseits sowie andererseits die erwarteten Abfälle, die beim Abriß stillgelegter kerntechnischer Anlagen anfallen, beschrieben. Die quantitativen Angaben über das Mengenaufkommen sind als Schätzwerte anzusehen, die auf Annahmen über den zukünftigen Ausbau der Kernenergieerzeugung und der Abfallkonditionierung beruhen.

Die folgenden Untersuchungen beschränken sich auf Abfälle, die in konditionierter Form den Bedingungen für die Einlagerung schwachaktiver Abfälle in dem Salzbergwerk Asse in der Fassung des Jahres 1975 entsprechen. Der Bericht enthält keine positiven oder negativen Aussagen über die Einlagerbarkeit anderer Abfälle in ein Endlager Konrad.

Unabhängig von der in diesem Kapitel vorgenommenen Beschreibung ist die Entscheidung darüber, welche der aufgeführten Abfälle eingelagert werden, der für die Genehmigung zuständigen Behörde vorbehalten.

1.1 Beschreibung der konditionierten Abfälle

Aus dem technischen, wissenschaftlichen und medizinischen Einsatz radioaktiver Materialien fallen in der Bundesrepublik Deutschland gegenwärtig und zukünftig größere Mengen radioaktiver Abfälle an, die im Rahmen der Endlagerung langzeitig einzuschließen und von der Biosphäre abzuschließen sind. Nach dem Atomgesetz (AtG) müssen diese Abfälle in der Regel in vom Bund betriebenen Anlagen geordnet beseitigt werden.

Die in den einzelnen Bereichen anfallenden Rohabfälle werden durch die Konditionierung mit den Verfahrensschritten Kompaktierung, Fixierung und Verpackung in eine Form gebracht, die Sicherheit bei Handhabung und Transport der Abfälle und

gegebenenfalls Zwischenlagerung in Landessammelstellen oder beim Erzeuger ermöglicht. Neben der Erfüllung der daraus erwachsenden vergleichsweise kurzzeitig sicherheitsrelevanten Anforderungen an das Endabfallprodukt bilden das Fixierungsmittel und der Behälter zusätzlich Teile des Mehrbarrierensystems, das als Sicherheitsprinzip für die Endlagerung in geologischen Formationen gilt (vgl. Tab. 5.2-1).

Flüssige Rohabfälle werden mit geeigneten Bindemitteln, in erster Linie Zement, gemischt und erstarren in Fässern zu festen Produkten. Bei der Bituminierung verdampft das Wasser beim Einrühren in das heiße Bitumen, und die radioaktiven Rückstände werden in Bitumen gebunden, das beim Abkühlen erstarrt. Feste, kompaktierbare Abfälle werden unter hohen Drucken zu stabilen Preßlingen geformt und in Fässer verpackt. Brennbare Abfälle werden entweder verbrannt oder zusammen mit anderen kompaktierbaren Abfällen zu Preßlingen verarbeitet. Die Asche wird in Zement fixiert und bildet in den Fässern ein festes Produkt. Nicht kompaktierbare Gegenstände werden durch Übergießen mit Zementleim in den Fässern fixiert. Zur Vermeidung unzulässiger Dosisleistungen wird ein Teil der Abfälle in Betonbehälter, sogenannte "Verlorene Betonabschirmungen" (VBA) mit einem Innenbehälter (in der Regel ein Faß) verpackt.

Durch diese Verfahrensschritte ändert sich bei der Herstellung der Endabfallprodukte aus Rohabfällen die Dosisleistung und die spezifische Aktivität. Wenn z.B. feste Abfälle verpreßt oder flüssige Abfälle durch Eindampfen konzentriert werden, wird die spezifische Aktivität erhöht; durch Zusatz eines Fixierungsmittels (z.B. Zement oder Bitumen) dagegen erniedrigt. Durch diese Änderung der spezifischen Aktivität und auch durch die Gebindegeometrie wird die erzeugte Dosisleistung beeinflußt. Da die Dosisleistung ein wesentliches Kriterium für die Einstufung in Abfallkategorien (z.B. schwach- oder mittelaktiv) ist, können Rohabfälle und die aus ihnen entstandenen Endabfälle in einigen Fällen auch unterschiedlichen Kategorien zugeordnet werden.

Im folgenden Berichtsteil wird daher immer deutlich zwischen Rohabfällen (Primärabfällen) einerseits sowie konditionierten Endabfällen bzw. Abfallendprodukten andererseits unterschieden. Dabei wird im Hinblick auf die Einlagerung und Endlagerung in einem Bergwerk den Eigenschaften der Abfallendprodukte die größere Bedeutung zugemessen. Insbesondere bezieht sich die Klas-

sifizierung "Schwachaktiver Abfall" immer auf das Endprodukt, und zwar in dem Sinne, daß das einzulagernde Abfallgebinde die von der Internationalen Atomenergiebehörde (IAEA) empfohlenen Grenzwerte sowie die bestehenden internationalen und nationalen Transportvorschriften für schwachradioaktive Materialien erfüllen.

Die schwachaktiven Abfallendprodukte können zum Teil auch aus Rohabfällen entstanden sein, die, wenn sie als unkonditionierte und unverpackte Abfälle nach ihrer spezifischen Aktivität und der erzeugten Dosisleistung in ihrer Umgebung eingestuft werden, auf der Grundlage eines im nationalen Rahmen weiterentwickelten Klassifizierungsmusters (Illi et al. 1981) zum Zeitpunkt ihrer Entstehung als mittelaktiver Rohabfall zu bezeichnen sind. Durch geeignete Behandlung der Rohabfälle, Zusatz von Fixierungsmittel, Verpackung und daneben noch zeitabhängigem natürlichem Nuklidzerfall lassen sich diese Rohabfälle in beschränktem Umfang zu schwachaktiven Endlagerprodukten verarbeiten.

Die bei der Stillegung von Kernkraftwerken anfallenden Endabfälle sind nach den oben genannten Kriterien zwar weitgehend als schwachaktiv einzustufen, geringe Mengen können jedoch, insbesondere bei hoher Zerfallsenergie einzelner Nuklide (z.B. Co-60), meßbare thermische und radiolytische Effekte im Endlager bewirken. Deshalb wird im Rahmen der Beurteilung der kerntechnischen Sicherheit für die Einlagerung von Stillegungsabfällen auch die thermische und radiologische Auswirkung im Endlagerbereich betrachtet.

Für den Großteil der Stillegungsabfälle und die schwachaktiven Endabfälle gilt, daß die Zerfallsenergie in den Einzelgebinden generell keine meßbare Temperaturerhöhung an der Oberfläche bewirkt bzw. diese unter 1K liegt. Derartige Abfälle werden im Rahmen der vorliegenden Studie als nicht nennenswert wärmeerzeugende Abfälle bezeichnet. Wenn diese in Endlagerkammern mit dem vorgesehenen Querschnitt eingelagert werden, ist eine thermomechanische Beanspruchung des Endlagermediums nicht zu erwarten.

1.1.1 Beschreibung der konditionierten schwachradioaktiven Abfälle aus Forschung, Medizin und Kernkraftwerksbetrieb

Die folgende Übersicht gibt eine Zusammenstellung der für eine Endlagerung in der Grube Konrad in Betracht gezogenen schwachradioaktiven Abfälle aus Forschung, Medizin und Kernkraftwerksbetrieb. Die Einlagerungsbedingungen für das Endlager Konrad werden genehmigungsseitig festgelegt.

Beim Betrieb von Kernkraftwerken fallen in erster Linie Abfälle aus der Reinigung der Wasserkreisläufe, aus Luftfilteranlagen und aus der Dekontamination von Anlagenteilen an. Es sind im wesentlichen Konzentrate, Filterschlämme, kontaminiertes Papier, Putzwolle und Kleidung. Weiterhin fallen aktivierte und kontaminierte Teile an, die routinemäßig oder wegen Verschleißes ausgewechselt werden müssen.

Die das Aktivitätsspektrum dieser Abfälle bestimmenden dosisleistungsrelevanten Radionuklide sind Co-60, Cs-134, Cs-137, Mn-54 und Sr-90, deren relative Anteile je nach Herkunft der Abfälle und Kraftwerkstyp relativ stark schwanken können. Für die Aktivitätsanteile der wichtigsten Radionuklide kommen für die Betriebsabfälle die in Tab. 1.1-1 angegebenen Bereiche in Frage.

Radionuklide	Druckwasserreaktor	Siedewasserreaktor
Mn 54	1	1 - 2
Co 60	25 - 45	65 - 80
Cs 134	10 - 15	5 - 10
Cs 137	40 - 60	15 - 25
Sr 90	1	1
	Großforschungszentren (Beispiel KfK/HDB)	
Sr 90	0,1 - 12	
Ce 144	3 - 10	
Sb 125	10 - 23	
Ru 106/Rh 106	12 - 36	
Cs 134	6 - 10	
Cs 137	25 - 42	
Co 60	0,1 - 3	
Pu (ohne Pu 241)	< 0,001 - 1	+)
Pu 241	< 0,02 - 20 (β-Strahler)	

+) Etwa 70% des Endabfalls enthält praktisch kein Pu

Tab. 1.1-1: Aktivitätsanteile der wesentlichen Radionuklide in Abfällen aus Kernkraftwerken und Großforschungszentren, ohne Stillegungsabfälle (in %).

Die in Forschungszentren, Versuchsanlagen und Landessammelstellen anfallenden Abfälle unterscheiden sich entsprechend der unterschiedlichen Aufgabenstellungen dieser Einrichtungen relativ stark in chemischer Zusammensetzung und Radionuklidspektrum. Es sind Abfälle aus der Dekontamination von technischen Einrichtungen und Laboratorien, Prozeßabwässer aus Versuchsanlagen, kontaminierte Gegenstände und Schrott, nicht mehr verwendbare Radiopräparate usw.. Die Größenordnung der im Abfall enthaltenen Nuklidanteile zeigen die Tabellen 1.1-1 und 1.1-2. Da in einigen der aufgeführten Anlagen auch F + E - Arbeiten zur Wiederaufarbeitung bestrahlter Kernbrennstoffe durchgeführt werden, können die dort anfallenden Abfälle auch Reste von Kernbrennstoffen (z.B. U und Pu) enthalten.

Nuklid	rel. Häufigkeit, %
Na-22	0,1
Co-57	0,1
Co-60	0,1
Sr-90	10,3
Ru/Rh-106	36,8
Sb-125	13,2
Cs-134	6,6
Cs-137	26,3
Ce-144	6,5
Σ	99,8

Tab. 1.1-2: β-γ-Nuklidspektrum der im Jahre 1978 in der Schachtanlage Asse eingelagerten radioaktiven Abfälle aus dem Kernforschungszentrum Karlsruhe, nach einer statistischen Auswertung.

Der Aktivitätsinhalt eines Großteils der in den Forschungszentren anfallenden Abfallgebinde (ca. 60 % bei KfK) liegt unter $3{,}7 \cdot 10^8$ Bq (10 mCi) pro Gebinde. Die Dosisleistung an der Oberfläche dieser Gebinde ist sehr gering (< 50 µSv/h).

Mehr als 70 % der Gebinde enthalten kein oder nur sehr geringe Mengen Uran oder Plutonium (< 1 mg U-235 bzw. Pu pro Gebinde). Sehr ähnlich sind die Anteile im Abfallaufkommen aus der KFA Jülich. Der Gehalt an Alphastrahlern ist generell sehr niedrig und liegt bis auf wenige Ausnahmen unter $1{,}85 \cdot 10^8$ Bq (5 mCi)/200 l-Faß.

In den Anlagen der kerntechnischen Industrie fallen vorwiegend kontaminierte feste Gegenstände sowie Papier, Putzwolle und Kleidung an, dazu bei Erneuerungs- und Umbauarbeiten noch größere Mengen an kontaminiertem Schrott. Die Nuklidanteile in den Abfällen sind stark unterschiedlich; Abfälle aus der Fertigung von Brennelementen enthalten auch Reste von Kernbrennstoffen, insbesondere Uran und Plutonium, und andere Alphastrahler.

1.1.2 Beschreibung der Stillegungsabfälle von Kernkraftwerken und anderen kerntechnischen Anlagen

Abfälle aus der Stillegung von Kernkraftwerken bestehen aus den Reaktorkomponenten, die nach einer Außerbetriebsetzung des Reaktors während der Zeit bis zur völligen Demontage im Kraftwerksgebäude verbleiben (Primärabfälle), sowie den Abfällen, die bei der Demontage zusätzlich anfallen (Sekundärabfälle). Brennelemente, Steuerelemente, Neutronenquellen und Betriebsabfälle werden nicht zu den Stillegungsabfällen gerechnet, da sie bereits bei der Außerbetriebnahme des Kernkraftwerks aus diesem entfernt werden.

Primärabfälle werden unterteilt in aktivierte und kontaminierte Strukturteile. Aktivierte Teile sind Reaktorkomponenten, die im Neutronenfluß des Reaktors infolge n,γ-Reaktionen aktiviert wurden. Sie entstammen dem Druckbehälter und seinen Einbauten sowie dem inneren biologischen Schild. Kontaminierte Teile sind die Komponenten, die infolge des Kontakts mit radioaktiven Medien oberflächlich radioaktiv verunreinigt worden sind und bei denen eine Dekontamination nicht möglich oder nicht sinnvoll ist. Hierzu gehören insbesondere die Komponenten der Kühlkreisläufe und des Belüftungssystems.

Sekundärabfälle sind kontaminierte Flüssigkeiten, Stäube, Werkzeuge, Kleidung etc., die bei der Dekontamination und bei der Zerkleinerung von Komponenten anfallen.

Die wichtigsten Radionuklide in den Stillegungsabfällen sind Mn-54, Fe-55, Ni-59, Co-60 und Ni-63. Die bei den Betriebsabfällen aufgeführten Nuklide Cs-134 und Cs-137 treten nur als Oberflächenkontamination auf kontaminierten Teilen auf. Ihr Anteil an der Gesamtaktivität ist daher sehr klein. Die Aktivität der Alphastrahler in den Stillegungsabfällen liegt weit unter $1{,}85 \cdot 10^8$ Bq (5 mCi)/200 l-Gebinde und ist vernachlässigbar gering. Das Abklingverhalten der Radionuklide in den Stillegungsabfällen zeigt Fig. 1.1-1.

Die spezifischen Aktivitäten der Stillegungsabfälle differieren entsprechend der Herkunft der Abfälle (z.B. Reaktorcore oder biologischer Schild) um mehrere Größenordnungen. Nach Auler et al. (1980) wurden diese Abfälle in drei Aktivitätsgruppen unterteilt (Tab. 1.1-3). Die Unterteilung wurde im Hinblick auf die Entwicklung von Behältern zum Transport und zur Endlagerung der Stillegungsabfälle vorgenommen.

Die folgenden Betrachtungen werden der Vollständigkeit halber für alle drei Aktivitätsgruppen von Stillegungsabfällen angestellt, unabhängig davon, ob deren Einlagerung genehmigt wird. Es wird sich zeigen (vgl. Kap. 4.2.7 und 4.2.8), daß die Kategorien 2 und 3 der Stillegungsabfälle hinsichtlich Wärmeentwicklung, Radiolysegasbildung und spezifischer Aktivität den Betriebsabfällen aus Kernkraftwerken in Fässern und VBA vergleichbar sind.

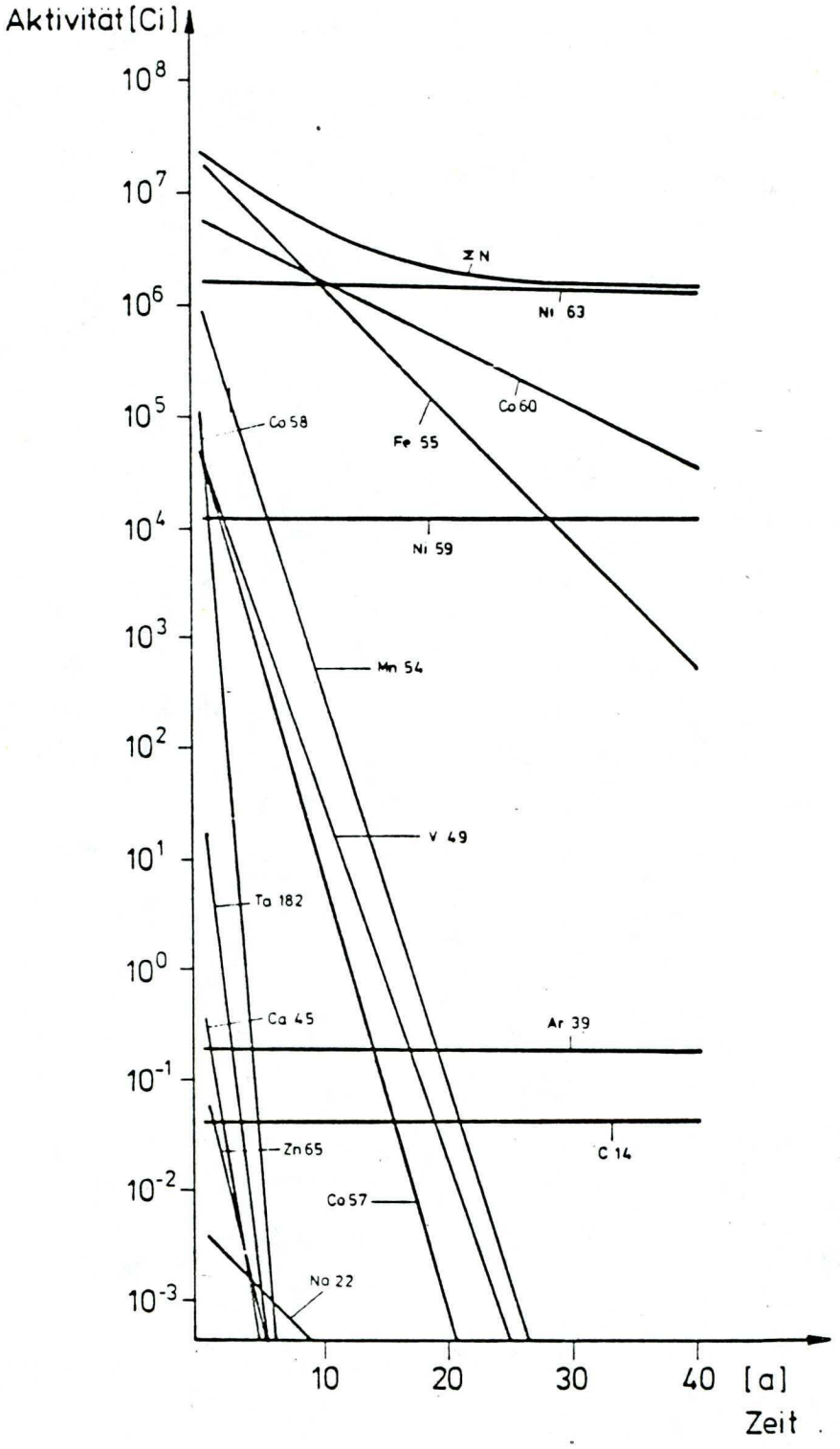


Fig. 1.1-1: Aktivitätsabnahme der Radionuklide in den Stillegungsabfällen eines 1300 MW_{el}-SWR nach 25 Jahren Reaktorbetrieb

1.1.3 Radionuklidgehalte der Abfälle

Für die Einlagerung im Salzbergwerk Asse wurden Bedingungen aufgestellt, die in ihrer Fassung von 1975 sinngemäß auch bei einer Einlagerung in Konrad gelten können (Asse 1975). Hiernach galten bezüglich der Ortsdosisleistung (ODL) für den Regelfall die Bedingungen für schwachradioaktive Abfälle:

ODL ≦ 2 mSv/h (200 mrem/h)
an der Oberfläche der Behälter und
ODL ≦ 0,1 mSv/h (10 mrem/h)
in 1 m Abstand vom Behälter.

Mit diesen Grenzwerten werden indirekt auch die Aktivitätsinventare von Beta/Gamma-aktiven Nuklidgemischen in den Abfallgebinden begrenzt. Der maximale Gehalt an Alphastrahlern wurde durch gebindeabhängige Grenzwerte und die Oberflächenkontamination durch Höchstwerte festgelegt. Durch diese Vorgaben werden auch die Anforderungen für den Transport, die in der "Gefahrengutverordnung Straße" (GGVS) festgelegt sind, eingehalten.

Mit Ausnahme von z.B.. tritium- und radiumhaltigen Abfällen, für die Sonderregelungen bestanden, durften keine Abfälle mit einem Gehalt an radioaktiven Gasen oder mit einer Entwicklung radioaktiver Gase oder Dämpfe eingelagert werden.

Entsprechende Annahme- und Einlagerungsbedingungen für ein Endlager Konrad werden in der Betriebsgenehmigung enthalten sein.

Die Beta/Gamma-Aktivität in den Gebinden mit konditioniertem Abfall ist u.a. begrenzt durch die Dosisleistungsbeschränkungen. Berechnungen zeigen, daß beispielsweise von dem in Tab. 1.1-2 angegebenen Spaktproduktgemisch nicht mehr als 7,4 GBq (0,2 Ci) in einem 200 l-Faß, nicht mehr als 150 GBq (4 Ci) in einer Normalbeton-VBA und nicht mehr als 740 GBq (20 Ci) in einer Schwerbeton-VBA enthalten sein können, damit die zulässige Dosisleistung außerhalb der Abfallgebinde nicht überschritten wird. Bei höheren Gehalten an Co-60 in den Abfall-

gemischen, wie sie in Betriebsabfällen aus Kernkraftwerken vorliegen, sind die möglichen Aktivitäten in den Abfallgebinden noch niedriger, da Co-60 infolge seiner harten Gammastrahlung eine hohe Dosisleistung bewirkt. Da die zur Verfügung stehenden Konditionierungsverfahren nur eine begrenzte Verringerung des Volumens der Rohabfälle und damit angesichts ihrer teilweise sehr geringen spezifischen Aktivität auch nur geringe spezifische Aktivitäten in den konditionierten Abfallprodukten ermöglichen, wird die zugelassene Dosisleistung in den meisten Fällen erheblich unterschritten.

Gehalte an α-Strahlern treten in nennenswertem Umfang nur in Abfällen aus der Wiederaufarbeitung und Brennelementfertigung auf. Die Abfälle aus dem Betrieb von Kernkraftwerken, der überwiegende Teil der Abfälle aus Großforschungszentren und Landessammelstellen sowie die Stillegungsabfälle sind als "alphaarm" anzusehen, d. h. die Alphaaktivität in einem 200 l-Faß ist kleiner als $1{,}85 \cdot 10^8$ Bq (5 mCi). In den Bedingungen, die der Einlagerung schwachaktiver Abfälle in das Salzbergwerk Asse zugrunde lagen, war die Alphaaktivität auf 74 GBq/200 l-Faß, entsprechend etwa 185 GBq (5 Ci)/t Abfall begrenzt (Asse 1975). In der Gefahrgutverordnung Straße (GGVS) ist für verfestigte Abfallprodukte (Low-Level Solid Radioactive Material, "LLS") die zulässige Plutonium-239-Aktivität auf 150 kBq (4 µCi) pro Gramm Endprodukt (= 4 Ci/t) begrenzt. Es wird daher angenommen, daß die Alphaaktivität der in der Grube Konrad endzulagernden Abfälle auf 150 GBq (4 Ci)/t Endprodukt begrenzt ist. Die Festlegung der Grenzen zulässiger α- und β/γ-Aktivitätsinventare der Abfallbehälter ist dem Genehmigungsverfahren vorbehalten.

Radioaktive Gase bzw. Dämpfe, die in Abfällen enthalten sein können, sind Tritium (H-3), Krypton (Kr-85, kommt nicht zur Einlagerung), Radon (Rn-220, Rn-222) als Zerfallsprodukt von Ra und Th und mit den Nukliden H-3 und C-14 gebildete flüchtige Verbindungen.

Rn-220 und Rn-222 (Halbwertszeiten 55,6 s bzw. 3,8 d) entstehen durch den Zerfall von Radium 224 (HWZ 3,6 d) bzw. Radium 226 (HWZ 1600 a). Zur Vermeidung unzulässiger Freisetzungen von Radon aus den eingelagerten Abfällen wurde für die Einlagerung im Salzbergwerk Asse der Radium-Gehalt in den normalen Abfällen auf 3700 Bq (10^{-7} Ci)/Behälter begrenzt. Für die Einlagerung radioaktiver Abfälle mit höheren Gehalten müssen noch Sonderregelungen hinsichtlich des Einschlusses

des Radiums erlassen werden, durch die die Rückhaltung des entstehenden Radons in den Abfallgebinden gewährleistet wird.

Tritium liegt in den Rohabfällen überwiegend als HTO in den flüssigen Abfällen aus Versuchsanlagen zur Wiederaufarbeitung von Kernbrennstoffen sowie aus dem Betrieb von Kernkraftwerken vor. Nach der Verfestigung dieser Abfälle mit Zement ist mit einer teilweisen Freisetzung des HTO infolge der Verdunstung des Wassers bei der Austrocknung des Fixierungsmittels Zement im wesentlichen nur dann zu rechnen, wenn das Faß undicht ist.

Um eine unzulässige Kontamination der Grubenwetter durch Tritium zu vermeiden, wird die Tritiumaktivität pro Abfallgebinde begrenzt. Bei der Einlagerung im Salzbergwerk Asse lag der Grenzwert bei 370 MBq (10 mCi) pro 200 l-Abfallbehälter. Die dort vorgenommenen Messungen ergaben, daß die aus der Strahlenschutzverordnung abgeleiteten Grenzwerte für die mittlere jährliche H-3-Aktivitätskonzentration in Kontrollbereichen (180 kBq/m³) weit unterschritten wurde. Die Tritium-Konzentration im ausziehenden Wetterstrom des Salzbergwerkes Asse lag 1978 im Jahresmittel bei 320 Bq/m³ (8,7 nCi/m³) (GSF 1979).

1.1.4 Klassifizierungsansatz für schwachradioaktive Abfälle

Wegen der großen Anzahl verschiedener Roh- und Endabfallarten ist es zweckmäßig, die Abfälle mit ähnlichen Eigenschaften in einer überschaubaren Anzahl von Kategorien zusammenzufassen. Dadurch ergibt sich für die Endlagerverwaltung und für die Dokumentation der Vorteil, nicht für jedes Einzelgebinde eine vollständige Beschreibung der relevanten Eigenschaften wie Herkunft, Geometrie, Aktivitätsinventar etc. geben zu müssen.

Die Abfallklassen sollten durch einen Ziffern- bzw. Buchstabencode angegeben werden, der wenigstens die folgenden Unterscheidungsmerkmale der Abfallgebinde berücksichtigt:

- Herkunft des Rohabfalls
- Aktivitätsinventar
- Dosisleistung an der Außenseite der Gebinde
- Konditionierung, Fixierungsmittel
- Art des Abfalls und Gebindetyp

Zur Bezeichnung der Herkunft kommen die Kategorien

- Wiederaufarbeitung (W)
- Kernkraftwerke (K)
- Industrie (I)
- Landessammelstellen (L)
- Großforschungseinrichtungen (F)
- Stillegung von Kernkraftwerken (S)

mit dem vorstehenden Code-Schlüssel in Frage.

Die Einstufung nach dem Aktivitätsinventar sollte nach den Merkmalen α-arm bzw. α-haltig (s. Kap. 1.1.3) und die sonstige Aktivität durch Zuordnung zu Klassen spezifischer Aktivitätswerte, deren Grenzen nach den Anforderungen des Ablieferers und Endlagerers festzulegen sind, erfolgen. Entsprechend kann eine Bereichseinteilung für die Dosisleistungswerte an der Außenseite der Gebinde vorgenommen werden.

Nach heutigem Stand der Konditionierungstechnik können schwachradioaktive Abfällen verpreßt oder mit einem Fixierungsmittel verfestigt werden. Das schließt aber für die Zukunft die Einlagerung von Abfällen, die nach anderen Verfahren konditioniert wurden, nicht aus. Andere in Entwicklung befindliche Verfahren, wie z.B. das Eintrocknen flüssiger Abfälle und die Verpackung der verbleibenden Trockensubstanz in Gußstahlbehältern, können ebenfalls zur Anwendung kommen, wenn durch sicherheitstechnische Untersuchungen nachgewiesen wird, daß derartige Abfallformen und Verpackungen mindestens das gleiche Maß an Sicherheit gewährleisten wie die nach den gegenwärtig üblichen Verfahren erstellten Gebinde.

Für das Klassifizierungsschema kommen bezüglich der Abfallkonditionierung und Fixierung die drei Gruppen

- Fixierungsmittel Zement
- Fixierungsmittel organisch (Bitumen, Polystyrol etc.)
- kein Fixierungsmittel (verpreßt)

in Betracht.

Die Art und Größe des Behälters kann mit einer weiteren Codeziffer angegeben werden. Durch diese Angabe kann z.B. ein 200 l- oder ein 400 l-Faß oder -VBA, ein Kastenbehälter etc. bezeichnet werden.

Dieses ansatzweise aufgezeigte Klassifizierungsschema soll die Beschreibung der Abfälle für den Ablieferer, den Transporteur und den Endlagerer und damit auch die Organisation und Dokumentation der Abfallbeseitigung insgesamt vereinfachen. Ein allen Anforderungen gerecht werdendes optimales Klassifizierungsschema kann nur in Zusammenarbeit aller Beteiligten erstellt werden.

1.1.5 Beschreibung der Einlagerungsbehälter

Für die Verpackung der Abfälle kommen nach dem derzeitigen Stand der Technik folgende Behälter in Frage:

a) lack- oder epoxidharzbeschichtete 200 l- oder 400 l-Rollreifen oder Rollsickenfässer (Fig. 1.1-2 und 1.1-3)
b) verlorene Betonabschirmungen (VBA) aus armiertem Beton mit eingesetzten 200 l- oder 400 l-Rollreifen- oder Rollsickenfässern (Fig. 1.1-4 und 1.1-5)
c) lackbeschichtete Stahlblech-Behälter mit maximal ca. 3,3 m^3 Nutzvolumen und äußeren Abmessungen von 2,35 x 1,19 x 1,19 m. (Sogenannte "Feste Industrieverpackung" oder "strong industrial package")
d) verlorene Kastenbetonbehälter mit ca. 2,5 m^3 Bruttovolumen
e) Metall-Großbehälter mit variablen Abmessungen (Maximallänge und -breite 2,4 m, maximale Höhe 4 m) bei einem Höchstgewicht von 20 t. Aus Gründen der Transportierbarkeit unter Tage muß mindestens eines dieser Maße < 2,0 m sein.

f) zylindrische Stahlgußbehälter mit variabler Wandstärke (7 cm bis 29 cm), Nutzvolumen 0,6 m³ bis 2 m³, Außenvolumen ca. 2.7 m³ (Engelmann 1980).

Den Volumenbedarf der einzelnen Behälter zeigt die Tab. 1.1-4. Die unter a) und b) aufgeführten Behälter wurden bereits bei der Einlagerung im Salzbergwerk Asse verwendet und haben sich im Betrieb voll bewährt. In einem simulierten Einlagerungsversuch wurde im Rahmen der F+E-Untersuchungen die Endlagertechnik mit derartigen Behältertypen in der Grube Konrad erprobt (vgl. Teil C, Kap. 3.4).

Die übrigen Behälter wurden in erster Linie im Hinblick auf Transport und Lagerung der bei der Stillegung von Kernkraftwerken anfallenden Abfälle konzipiert. Wegen des großen Aktivitätsbereichs und der großen Menge dieser Abfälle bietet dieses System von Behältern beträchtliche Vorteile hinsichtlich der Flexibilität und des Transportaufkommens (Anzahl der Behälter, Abschirmungen und Gewichte). Dementsprechend sollen die Stillegungsabfälle der Gruppe 2 (vgl. Tab. 1.1-3) in Stahlgußbehältern mit variabler Abschirmung gemäß f) und die mengenmäßig stark überwiegenden Stillegungsabfälle der Gruppe 3 in Beton- oder Stahlbehältern gemäß c), d) und e) transportiert und gelagert werden. Die technischen Daten der Behältersysteme d) und e) sind in Tab. 1.1-5 zusammengefaßt.

Aktivitätsgruppen	Roh-Abfallmassen [Mg] aus DWR (1150 MWe)	SWR (770 MWe)
Gruppe 1: $\geq 3 \cdot 10^{-4}$ Ci/g Einbauten des Reaktordruckbehälters	90	60
Gruppe 2: 10^{-8}–$3 \cdot 10^{-4}$ Ci/g Komponenten und Bauteile, die im weiteren Einflußbereich des Neutronenflusses liegen	255	500
Gruppe 3: $< 10^{-8}$ Ci/g Kontaminierte Teile	8.100	7.600

Tab. 1.1-3: Einteilung der Abfälle aus der Stillegung eines Druckwasser- (DWR) und eines Siedewasserreaktors (SWR) in Aktivitätsgruppen (ein Jahr nach der Abschaltung des Reaktors). (1 Ci = 37 GBq)

Behälter		Brutto-Behältervolumen (m^3)
200 l-Faß	a	0,28
400 l-Faß	a	0,54
200 l-VBA	b	1,2
400 l-VBA	b	1,35
Stahlblech-Behälter	c	3,3
Verl. Beton-Behälter	d	ca. 2,5
Metall-Großbehälter	e	max.ca. 7,5
Zyl. Stahlgußbehälter	f	ca. 2.7

Tab. 1.1-4: Volumenbedarf verschiedener Einlagerungsbehälter für schwachaktive und Stillegungsabfälle.

Aktivitäts-gruppe	Behälter Typ	Behälter-abmessungen [mm]	Nutzmasse im Behälter [Mg]	Behälter-gewicht [Mg]	Behältervolumen (brutto) [m^3]
2	zyl. Stahlguß-behälter	D_a = 1500 H_a = 1500 d_i = 1360 h_i = 1360	6,2	5,3	2,7
	1. Einsatz-behälter	d_i = } 1180 h_i = }	4,0	11	
	2. Einsatz-behälter	d_i = } 1050 h_i = }	2,8	14	
	3. Einsatz-behälter	d_i = } 920 h_i = }	1,9	16	
3	feste Industrie-verpackung	l_a = 2350 b_a = 1190 h_a = 1190	1,5 -7,2	2,2	3,3

Tab. 1.1-5: Zusammenstellung der wichtigsten Daten eines Systems von Transportbehältern für Stillegungsabfälle.

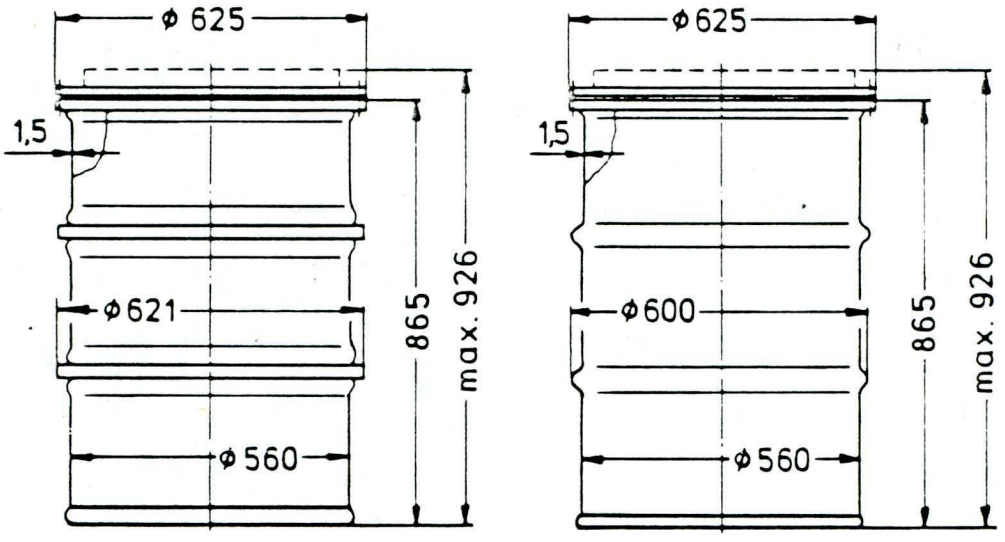


Fig. 1.1-2: 200 l-Rollreifenfaß (links) und -Rollsickenfaß (rechts).

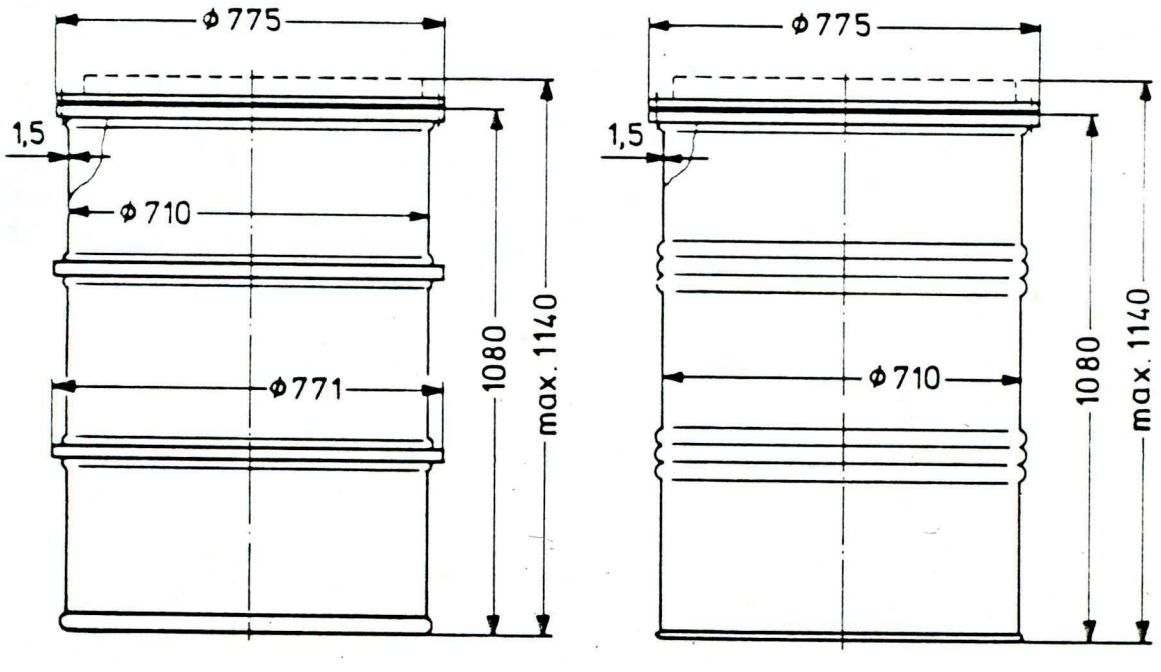


Fig. 1.1-3: 400 l-Rollreifenfaß (links) und -Rollsickenfaß (rechts).

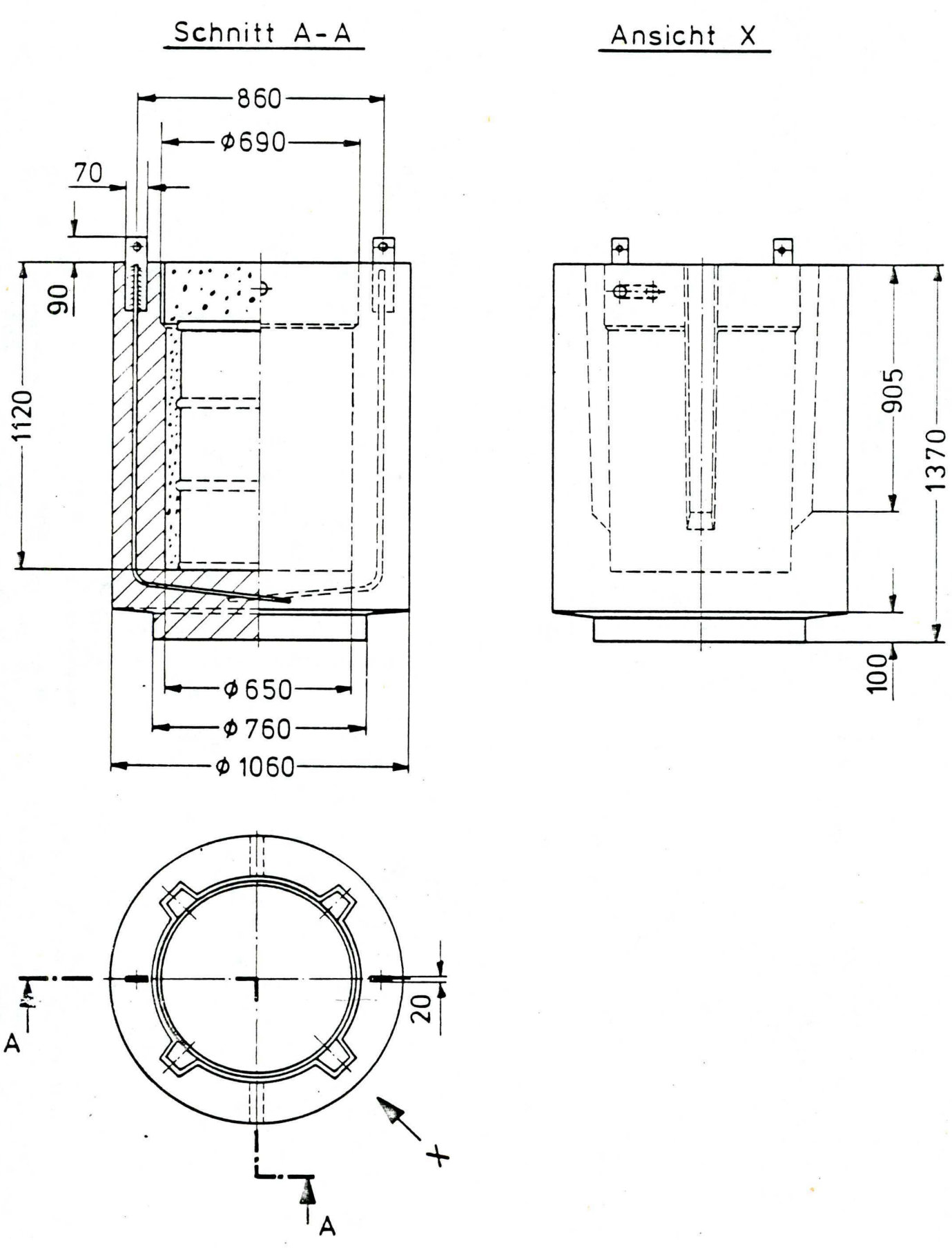


Fig. 1.1-4: 200 l-Verlorene Betonabschirmung (VBA).

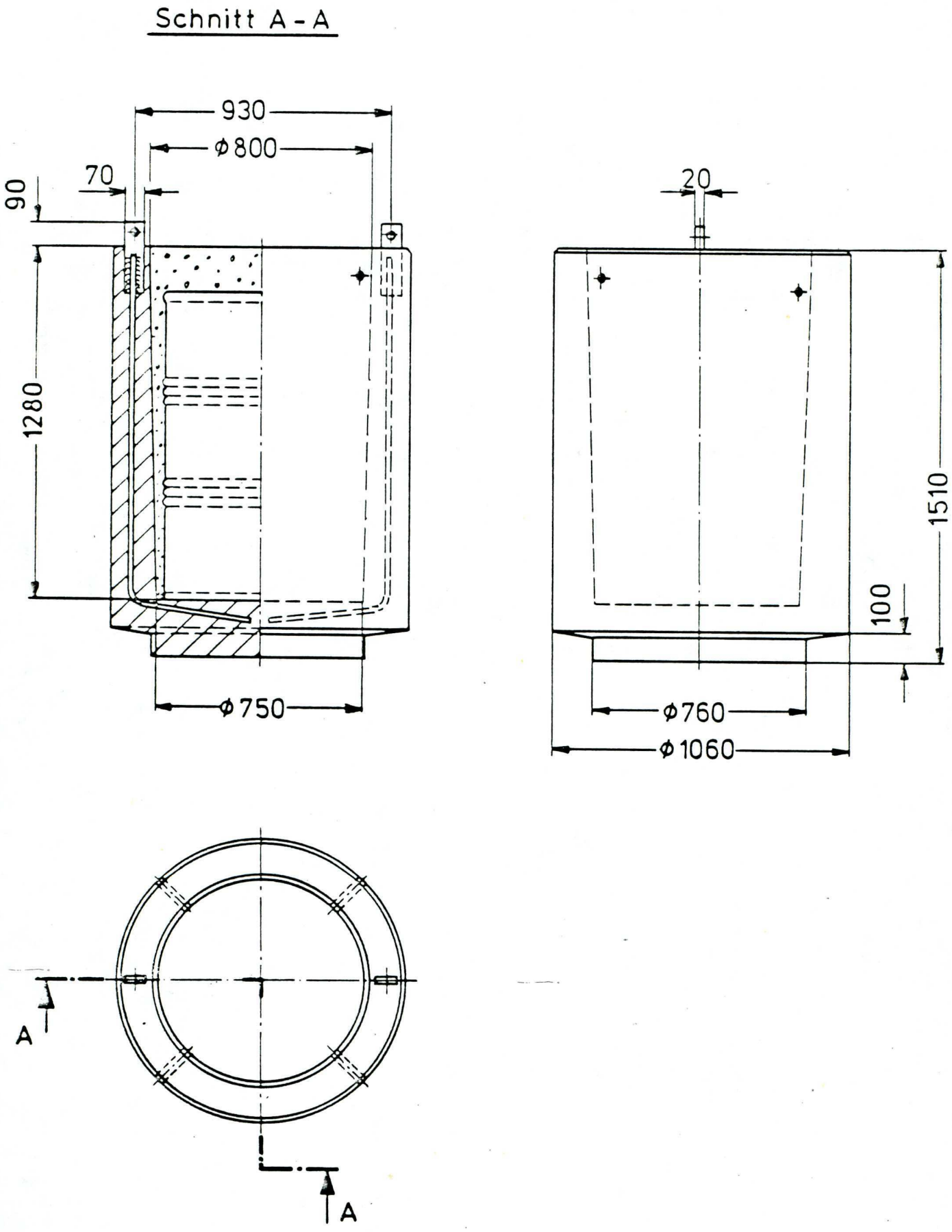


Fig. 1.1-5: 400 l-Verlorene Betonabschirmung (VBA).

Für eine Einlagerung wird ebenfalls ein Modul-System rechteckiger Behälter in Betracht gezogen, das eine bessere Ausnutzung des zur Verfügung stehenden Hohlraumvolumens der Einlagerungskammern ermöglicht. Die Behälter dieses Systems befinden sich zur Zeit im Stadium der Entwicklung und Erprobung. Die Entscheidung über ihre Verwendung zur Einlagerung von Abfällen in der Grube Konrad ist dem Genehmigungsverfahren vorbehalten. Dies gilt auch für ihre Verwendung für die Einlagerung radioaktiver Abfälle aus den übrigen Bereichen.

1.1.6 Qualitätssicherungsmaßnahmen an den Abfallgebinden

Ziel der Qualitätssicherungsmaßnahmen an den Abfallgebinden ist die Kontrolle auf Einhaltung der Annahmebedingungen des Endlagers. Derartige Annahmebedingungen, wie sie z. B. 1975 für das Salzbergwerk Asse erstellt wurden, beschreiben z. B. die Anforderungen an das Nuklidinventar, die Konditionierung, die Dosisleistung und die Kontamination. Die Strahlenschutz- und Sicherheitskonzepte des Endlagers werden auf Grundlage derartiger Grenzwerte erstellt.

Die Einhaltung der Einlagerungsbedingungen wird vom Ablieferer durch Qualitätskontrollmaßnahmen überwacht. Diese Kontrollen umfassen

- den Rohabfall
- den konditionierten Abfall
- das Fixierungsmittel
- die Behälter
- die fertigen Endabfall-Gebinde.

Die Prüfung der Rohabfälle beschränkt sich auf die physikalische und chemische Verträglichkeit mit dem Fixiermittel. Die physikalisch-chemischen Untersuchungen von Wässern, Abwässern und Konzentraten erfolgt nach den üblichen analytischen Verfahren.

Die Abfallkonditionierung umfaßt die Kompaktierung und Trocknung bzw. Einbindung des Abfalls in ein Fixierungsmittel sowie die Verpackung. Je nach Verfahren werden unterschiedliche Prüfungen durchgeführt, wie z. B. Bestimmung der Dosisleistung fester, kompaktierter Abfälle oder des Aktivitätsinventars im Abfall durch Stichprobennahme.

Das Fixierungsmittel hat die Aufgabe, die radioaktiven Abfälle zu verfestigen und in die Behälter einzubinden. Es werden für jedes Fixierungsmittel angepaßte Kontrollen vorgenommen, deren Umfang auch davon abhängt, ob das Abfallmaterial den Abbindeprozeß beeinflussen kann.

Während der Zwischenlagerung beim Erzeuger und in den Landessammelstellen und des Transports zum Endlager müssen die Behälter bis zur Einlagerung ausreichende Stabilität und Dichtigkeit besitzen. Bei der Herstellung der Behälter werden daher schon entsprechende Typprüfungen in bezug auf die Dichtigkeit und Korrosionsbeständigkeit vorgenommen.

Die fertigen Endabfall-Gebinde werden beim Ablieferer gewogen und einer visuellen Kontrolle auf sichtbare Beschädigungen und Trockenheit unterzogen. Entsprechend den von der planfeststellenden und aufsichtsführenden Behörde genehmigten Bedingungen des Einlagerungsbetriebes werden die Dosisleistung an der Behälteroberfläche und in 1 m Abstand bestimmt sowie eine Kontaminationskontrolle per Wischtest durchgeführt.

Die Abfallbehälter müssen innen und außen frei von wesentlichen mechanischen, Witterungs- und Korrosionsschäden sein, die ihre Dichtigkeit und Stabilität beeinträchtigen. Für die äußerliche Kontamination bestand z. B. nach den Einlagerungsbedingungen für die Asse (Asse 1975) die Auflage, daß im Wischtest auf einer Fläche von 300 cm^2 im Mittel nicht mehr als 3,7 Bq/cm^2 (100 pCi/cm^2) bei β/γ-Strahlern und 0,37 Bq/cm^2 (10 pCi/cm^2) bei α-Strahlern nachzuweisen sind.

1.2 Mengenaufkommen der schwachaktiven und Stillegungsabfälle in der Bundesrepublik Deutschland

1.2.1 Jährliches anlagenspezifisches Abfallaufkommen

Die in typischen 1300 MW_{el}-Kernkraftwerken mit Siede- bzw. Druckwasserreaktoren anfallenden Betriebsabfälle sind exemplarisch in Tabelle 1.2-1 zusammengestellt. Dabei wurde davon ausgegangen, daß die Verdampferkonzentrate, Filterschlämme, Dekontaminationsabwässer und Kugelharze mit Zement verfestigt werden. Hierbei ist mit einer Volumenvergrößerung der Endabfälle um den Faktor 2 zu rechnen. Dagegen wurde bei den kompaktierbaren Abfällen mit einer Volumenverminderung infolge des Verpressens um den Faktor 6 gerechnet. Es ist zu erkennen, daß in den mit Zement verfestigten Flüssigabfällen die Aktivität pro Abfallgebinde im Mittel um 1 bis 2 Größenordnungen über der Aktivität in Abfallgebinden mit verpreßten oder festen Abfällen liegt.

Die Rohabfallmengen können entsprechend den verschiedenen Betriebsphasen der Kernkraftwerke, wozu auch längere Abschaltungen und Wartung gehören, relativ stark schwanken. Änderungen infolge Einführung neuer Abfallbehandlungsverfahren können außerdem die erzeugten Endabfallmengen beeinflussen, so daß die Mengen- und Aktivitätsangaben in Tab. 1.2-1 daher aus heutiger Sicht nur als typische Mittelwerte anzusehen sind. Bei der Berechnung der Gebindeanzahlen und -aktivitäten in Tab. 1.2-1 wurde einheitlich von einem Abfallvolumen von 200 l pro Gebinde ausgegangen, weil die Verpackung der unterschiedlichen Abfallarten in 200 l-, 400 l-Fässer oder in Verlorenen Betonabschirmungen in den Kernkraftwerken noch nicht einheitlich gehandhabt wird. Gebräuchlich ist ferner die Umrechnung in sogenannte"400 l-Faßäquivalente". Unter Berücksichtigung der Anteile verschiedener Behälter am erwarteten Abfallaufkommen ergibt sich ein Volumenäquivalent von ca. 0,8 m^3/400 l-Faßäquivalent.

In den letzten Jahren wurden Verfahren zur Konditionierung der Abfälle entwickelt, mit denen das Volumen der Endabfälle noch weiter reduziert werden kann, wie z. B. Verdampfen der Flüssigabfälle bis zur Trockene oder Verbrennen der brennbaren festen Rohabfälle. Durch diese Vorbehandlung kann das Volumen je nach Feststoffgehalt auf 1/3 bis 1/80 verringert werden. Das Verpacken dieser Abfälle ohne Fixiermittelzusatz in qualitativ hochwertige Behälter kann ebenfalls den siche-

ren Einschluß der kurzlebigen Radionuklide bis zum Abklingen auf unbedenkliche Konzentrationen gewährleisten.

Abfallart	Rohabfall [m^3/a]		Mittlere spez. Aktivität i. Rohabfall [Ci/m^3]		Endlagergebinde/a		Aktivität/Gebinde [Ci	
	DWR	SWR	DWR	SWR	DWR	SWR	DWR	SWR
Verdampfer-Konzentrate	60	20 - 40	0,1 - 2	1 - 10	600	200 - 400	0,01 - 0,2	0,1 - 1
Filter-Schlämme	10	200 - 250	0,05	1 - 10	100	2000 - 2500	0,005	0,1 - 1
Dekont.-Abwässer	10	-	10	-	100	-	1	-
Kugelharze	2 - 3	-	50 - 200	-	40 - 60	-	2 - 10	-
Verpreßte Abfälle	130 - 200	100 - 300	0,01	0,001 - 0,01	110 - 170	85 - 250	0,01	0,001 - 0,0
Feste Abfälle	25	10 - 30	0,001 - 0,01	0,001 - 0,01	125	50 - 150	0,0002-0,002	0,0002-0,0

Tab. 1.2-1: Mittlerer jährlicher Anfall von Betriebsabfällen in 1300 MW_{el}-Druck (DWR)- und Siedewasserreaktoren (SWR) nach Ambros (1981). Annahme: Verpackung in 200 l-Behälter (1 Ci =37 GBq).

Der Anteil der Betriebsabfälle aus Kernkraftwerken an der Gesamtmenge der schwachaktiven Abfälle wird in den kommenden Jahren durch Inbetriebnahme weiterer Kernkraftwerke zunehmen.

Zusammenfassend sind in Tabelle 1.2-2 alle in Medizin, Forschung, Industrie und beim Betrieb von Kernkraftwerken anfallenden schwachradioaktiven Abfälle entsprechend ihrem derzeitigen Mengenverhältnis und bezogen auf ein Lagervolumen von 1000 m^3 dargestellt. Die spezifischen Abfallmengen sind als Anzahl der endzulagernden Gebinde sowie mit ihren durchschnittlichen Aktivitäten aufgelistet. Abfälle aus der Stillegung sind nicht enthalten.

Für die Stillegungsabfälle werden im Hinblick auf den Transport der drei Aktivitätsgruppen (vgl. Kapitel 1.1.2) unterschiedliche Anforderungen gestellt. Von H.J. Engelmann (1980) wurde für den Transport der Abfälle zum Zwecke der Endlagerung die Anzahl der für die 3 Gruppen erforderlichen Behälter zu unterschiedlichen Zeitpunkten nach der Stillegung eines Reaktors der heutigen Bauart errechnet (vgl.

Tab. 1.2-3). Es ist zu erkennen, daß der Anteil der Behälter für die Gruppen 1 und 2 mit fortschreitender Zeit stark abnimmt, wodurch der insgesamt für den Transport erforderliche Aufwand infolge der verminderten Abschirmgewichte stark verringert wird. Die Gesamtmenge der Stillegungsabfälle wird dagegen nur um 5 - 10 % abnehmen, da der überwiegende Teil der Abfälle auch nach Abklingzeiten bis zu 50 Jahren nicht als aktivitätsfrei im Sinne der Strahlenschutzverordnung behandelt werden kann.

Lagerart	nur 200 l-Fässer	nur VBA	200 l-Fässer und VBA gemischt	
			200 l-Fässer	VBA
Anzahl Gebinde				
Gesamt	2.500	420	860	280
davon aus:				
GfZ + Lsst.	1.300	180	450	120
Industrie	150	2	50	0
KKW	1.050	238	360	160
β-Aktivität /Ci/				
Gesamt	170	1.560	55	1.010
davon aus:				
GfZ + Lsst.	65	1.200	20	770
Industrie	15	--	5	—
KKW	90	360	30	240
α-Aktivität /Ci/				
Gesamt	90	36	30	22
davon aus:				
GfZ	15	32	5	20
Industrie	75	4	25	2

6,5 Ci/VBA?

wer soll das verstehen?

Tab. 1.2-2: Anzahl der Gebinde sowie darin enthaltene Aktivitäten bei der Befüllung von 1000 m³-Lagervolumen (Befüllungsgrad 50 %, d. h. 500 m³ Brutto-Abfallvolumen) mit Abfällen aus Großforschungszentren (GfZ), Landessammelstellen (Lsst), Industrie und Kernkraftwerken (KKW) (ohne Stillegungsabfälle) (1 Ci = 37 GBq)

Gruppe	Zeitpunkt [Jahre]			
	1	10	30	50
1	6	3	1	-
2	3,5	3,5	2,5	1
3	90,5	93,5	96,5	99

Tab. 1.2-3: Anteil der Behälter für die Stillegungsabfälle zu verschiedenen Zeitpunkten nach der Abschaltung, in Prozent vom Gesamtaufkommen.

Der Inbetriebnahmezeitpunkt eines Endlagers Konrad wird primär durch den Zeitbedarf für die technische Umrüstung bestimmt (vgl. Teil C, Kap. 3.4) und wird aus heutiger Sicht im Zeitraum zwischen 1988 und und 1990 liegen. Legt man als Zeitpunkt der Inbetriebnahme des Endlagers das Jahr 1990 zugrunde, kann man von einer installierten Kernkraftwerksleistung von ca. 26 500 MW_{el} (BMWi 1981) ausgehen. Der hierbei jährlich anfallende Betriebsabfall wird dann ca. 10 400 m^3 betragen. Das hinzukommende Endabfallaufkommen aus Großforschungseinrichtungen, Landessammelstellen und der Industrie beträgt gegenwärtig etwa 7000 m^3/a, und es wird erwartet, daß diese Jahresmenge in den Folgejahren konstant bleibt.

Ab 1990 fallen die Stillegungsabfälle der Anlagen Forschungsreaktor 2, Karlsruhe (FR 2), Otto Hahn, Heißdampfreaktor (HDR) und Niederaichbach (KKN) an. Hiermit ergibt sich ein Abfallaufkommen von insgesamt 3000 m^3, das innerhalb von 10 Jahren (d. h. bis zum Jahre 2000) anfallen wird. Die Verteilung auf die Aktivitätsgruppen kann Tab. 1.2-3 entnommen werden.

In Tab. 1.2-4 sind die wahrscheinlichen Zeitpunkte der Stillegung und Mengen von Stillegungsabfällen von zwölf in Betrieb befindlichen kommerziellen Leistungsreaktoren angegeben. Diese Daten erlauben auch eine Abschätzung für eine beliebige Anzahl von Kernkraftwerken verschiedener Typen und Leistungen.

Der gesamte Stillegunsabfall dieser Kernkraftwerke (85 000 t) verteilt sich seinem Aufkommen zum jeweiligen Zeitpunkt der Stillegung mengenmäßig folgendermaßen auf die drei Aktivitätsklassen nach Kap. 1.1.2:

Gruppe 1	820 t
Gruppe 2	4029 t
Gruppe 3	79950 t

Diese Rohabfallmassen ergeben bei Verpackung in 400 l-Fässer ein Endabfallvolumen von insgesamt 80 000 m³, bei Verpackung in große Kastenbehälter (vgl. Kap. 1.1.5) 67 000 m³ (Auler et al. 1980).

Nach Mitteilung der Bundesregierung wird die in 1981 anfallende Menge schwachradioaktiven Abfalls mit 10 000 400 l-Faßäquivalenten abgeschätzt. In den folgenden Jahren wird mit einem kontinuierlichen Anstieg der jährlich anfallenden Menge bis auf 14 500 bis 30 000 400 l-Faßäquivalenten/Jahr (≙ 11 600 bis 24 000 m³/Jahr) im Jahr 2000 gerechnet (Bundestag 1981). Den Prognosen liegen Mitteilungen der Länder über den geschätzten Kernenergieausbau und Angaben der Betreiber kerntechnischer Anlagen über Arten, Mengen und Konditionierungsverfahren der radioaktiven Abfälle zugrunde.

Name	Standort	Typ	Leistung	Inbetriebnahme	Voraussichtlich letzte Abschaltung	Gesamtmasse KKW	Radioaktive Abfälle
			MW	Jahr	Jahr	Mg	Mg
KRB-I	Gundremmingen	SWR	237	1966	1977	$1{,}4 \cdot 10^5$	6290
KWL	Lingen	SWR	256	1968	1976	$1{,}5 \cdot 10^5$	5910
KWO	Obrigheim	DWR	328	1968	1998	$5{,}8 \cdot 10^4$	2510
KKS	Stade	DWR	630	1972	2002	$1{,}1 \cdot 10^5$	4600
KKW	Würgassen	SWR	640	1973	2003	$2{,}0 \cdot 10^5$	7840
Biblis A	Biblis	DWR	1 146	1974	2004	$2{,}0 \cdot 10^5$	8360
KKB	Brunsbüttel	SWR	770	1976	2006	$2{,}2 \cdot 10^5$	8260
GKN-1	Neckarwestheim	DWR	762	1976	2006	$1{,}3 \cdot 10^5$	5440
Biblis B	Biblis	DWR	1 240	1976	2006	$2{,}1 \cdot 10^5$	8780
KKI-1	Ohu	SWR	870	1977	2007	$2{,}8 \cdot 10^5$	9020
KKU	Esenshamm	DWR	1 230	1978	2008	$2{,}1 \cdot 10^5$	8780
KKP-1	Philippsburg	SWR	864	1979	2009	$2{,}3 \cdot 10^5$	9020
Summe						$2{,}2 \cdot 10^6$	$8{,}5 \cdot 10^4$

Tab. 1.2-4: Berechneter Anfall der Stillegungsabfälle von 12 betrachteten Kernkraftwerken bei einer angenommenen Betriebsdauer von 30 Jahren für die gegenwärtig in Betrieb befindlichen Kernkraftwerke.

1.2.2 Kumulierte Gesamtmenge der endzulagernden Abfälle in der Bundesrepublik Deutschland

Im Zeitraum seit der Beendigung der Einlagerung in der Schachtanlage Asse erhöhte sich der Bestand schwachradioaktiven Abfälle bis Ende 1980 auf

23400 200 l-Fässer
3500 400 l-Fässer
8300 200 l-Verlorene Betonabschirmung (VBA)

Mit den Behältervolumen nach Tab. 1.1-4 ergibt sich hieraus ein Abfallvolumen von 18400 m³. Entsprechend den Angaben der Bundesregierung und dem vorhergehenden Kapitel ergibt sich im Jahre 2000 ein kumuliertes Gesamtaufkommen an schwachradioaktiven Abfällen zwischen 225000 und 405000 400 l-Faßäquivalenten (≙ 180000 bzw. 324000 m³) (vgl. Kap. C 3.4.3).

Die kumulierten Abfallmengen, die sich aus den in Kap. 1.2.1 angegebenen jährlichen Abfallmengen ergeben, sind in den Diagrammen Fig. 1.2.2-1 bis 1.2.2-3 bis zum Jahr 2000 dargestellt. Die erwähnten Stillegungsabfälle tragen mit 3000 m³ nur gering zur Gesamtmenge bei, da größere Mengen von Stillegungsabfällen erst nach dem Jahre 2000 anfallen werden. Die Kurven wurden unter der Annahme errechnet, daß die jährliche Abfallmenge linear ansteigt.

Die Diagramme wurden erstellt für den minimalen Schätzwert (225400 l-Faßäquivalente, Fig. 1.2.2-1), den maximalen Schätzwert (405000, Fig. 1.2.2-2) und einen angenommenen mittleren Schätzwert von 315000 400 l-Faßäquivalenten (Fig. 1.2.2-3), wobei ein Umrechnungsfaktor von 0,8 m³ Endabfallvolumen pro 400 l-Faßäquivalent (entsprechend einem Anzahlverhältnis von 400 l-Fässern/ 400 l-VBA von 2:1) zugrunde gelegt wurde. Damit ergeben sich am Jahresende 2000 die folgenden abgeschätzten Volumina schwachaktiver Abfälle (in m³):

Minimum:	183000
Mittel:	255000
Maximum:	327000

1.2.3 Entsorgungspotential des Endlagers Konrad in bezug zum LAW-Aufkommen

Den Aufkommensschätzungen in Kapitel 1.2.2 wurden Schätzwerte für die Einlagerungsmenge und -leistung in ein Endlager Konrad gegenübergestellt. Für einen angenommenen Einlagerungsbeginn im Jahre 1988 wurde jeweils für die Einlagerungsleistungen (vgl. Teil C, Kap. 3.4)

12500 m³/a (Kurvenzug 2 in Fig. 1.2.2-1 bis 1.2.2-3)
18200 m³/a (Kurvenzug 3 " " " " ")
25000 m³/a (Kurvenzug 4 " " " " ")

für den Zeitraum bis zum Jahresende 2000 die resultierende Restabfallmenge berechnet, die in oberirdischen Zwischenlagern verbleibt. Im Jahre 1988 beträgt die kumulierte Menge unter den genannten Annahmen 82600, 104000 bzw. 93200 m³.

Fig. 1.2.2-1 zeigt, daß im Falle eines niedrigen LAW-Aufkommens die Einlagerungsleistung immer größer als das Abfallaufkommen ist, und die bis 1988 akkumulierten Abfallmengen in den Zwischenlagern erheblich reduziert werden können. Bei den hohen Einlagerungsleistungen können bis zum Jahre 1992 bzw. 1995 die zwischengelagerten Abfallmengen ganz beseitigt werden.

In Fig. 1.2.2-2 sind die entsprechenden Kurvenverläufe bei hohem LAW-Aufkommen dargestellt. Ein Abbau der kumulierten Mengen ist dann nur bei einer Einlagerungsleistung von 25000 m³/a gewährleistet, bei 18600 m³/a bleibt die zwischenzulagernde LAW-Menge annähernd konstant, bei einer Einlagerungsleistung von 12500 m³/a steigt die verbleibende Abfallmenge bis zum Ende des Jahres 2000 kontinuierlich auf 165000 m³ an.

Geht man vom Mittelwert des erwarteten Aufkommens aus, ergeben sich die Kurvenverläufe nach 1.2.2-3. Auch hier ist bei der hohen Einlagerungsleistung (25000 m³/a) mit einem raschen Abbau der kumulierten Abfallmenge zu rechnen, mit 18200 m³/a erfolgt ein langsamer Abbau, und bei 12500 m³/a bleibt die Menge bis 1993 konstant und steigt dann bis zum Jahresende bis auf 92500 m³ an.

Das Diagramm Fig. 1.2.3-1 zeigt den Einfluß des Inbetriebnahmezeitpunktes auf die zwischenzulagernde LAW-Restmenge am Beispiel der Zahlenwerte für den mitt-

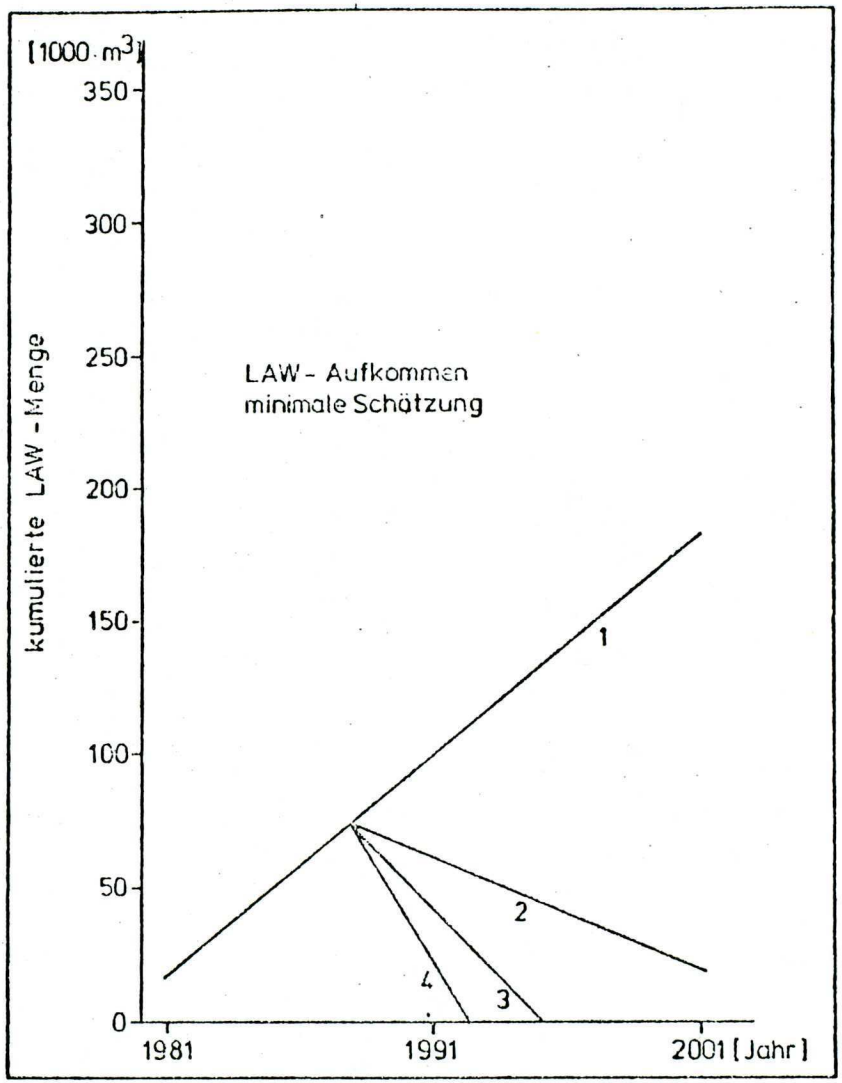


Fig. 1.2.2-1: Volumen des kumulierten LAW (minimale Schätzung) ohne Endlagerung (1) sowie beispielhaft angenommene Einlagerungsleistungen von 12500 m³/a (2), 18200 m³/a (3) und 25000 m³/a (4). Angenommener Einlagerungsbeginn: 1988.

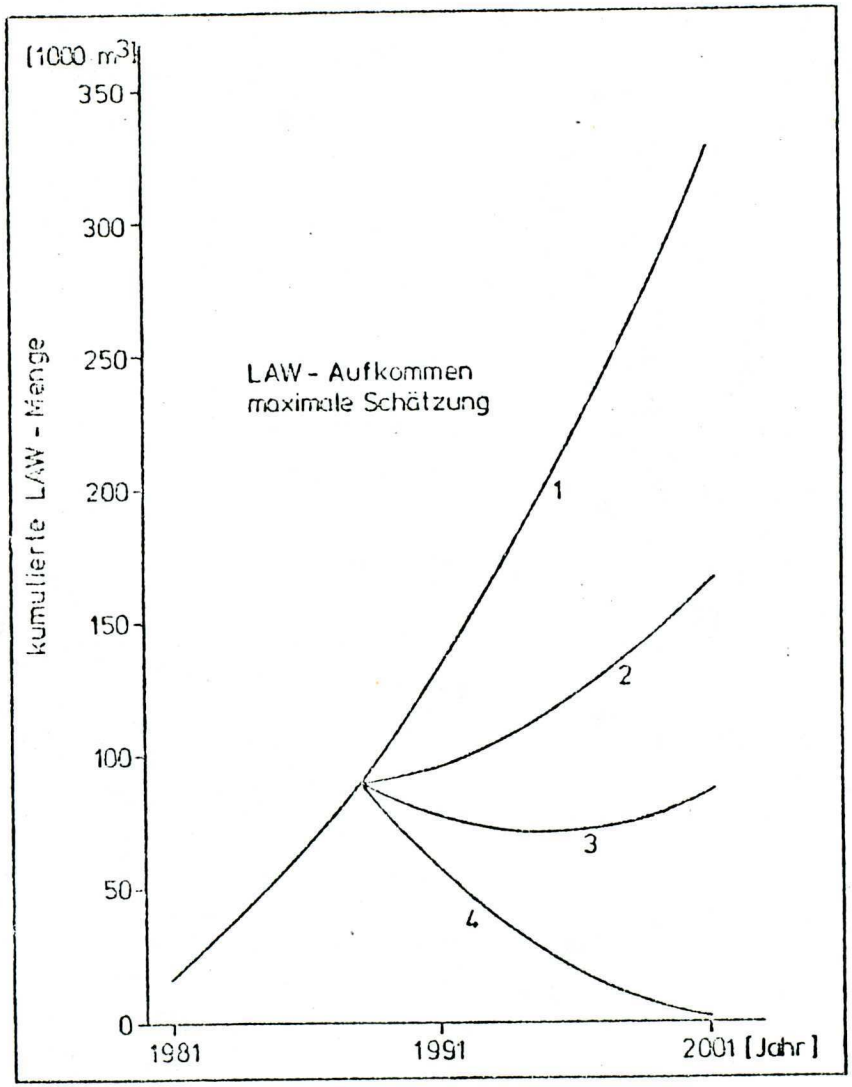


Fig. 1.2.2-2: Volumen des kumulierten LAW (maximale Schätzung) ohne Endlagerung (1) sowie beispielhafte Einlagerungsleistungen von 12500 m³/a (2), 18200 m³/a (3) und 25000 m³/a (4). Angenommener Einlagerungsbeginn: 1988.

lere Schätzwert des Aufkommens (vgl. Fig. 1.2.2-3) und einer angenommenen Einlagerungsleistung von 18200 m³/a. Der oberste Kurvenzweig zeigt den Abfallanfall, und die unteren Kurvenzweige die resultierende Restmenge bei einem angenommenen Einlagerungsbeginn im Jahre 1988, 1990 und 1992. Dieses Beispiel verdeutlicht, daß im Hinblick auf niedrige zwischenzulagernde Abfallmengen der Einlagerungszeitpunkt vergleichbare Bedeutung hat wie die Einlagerungsleistung.

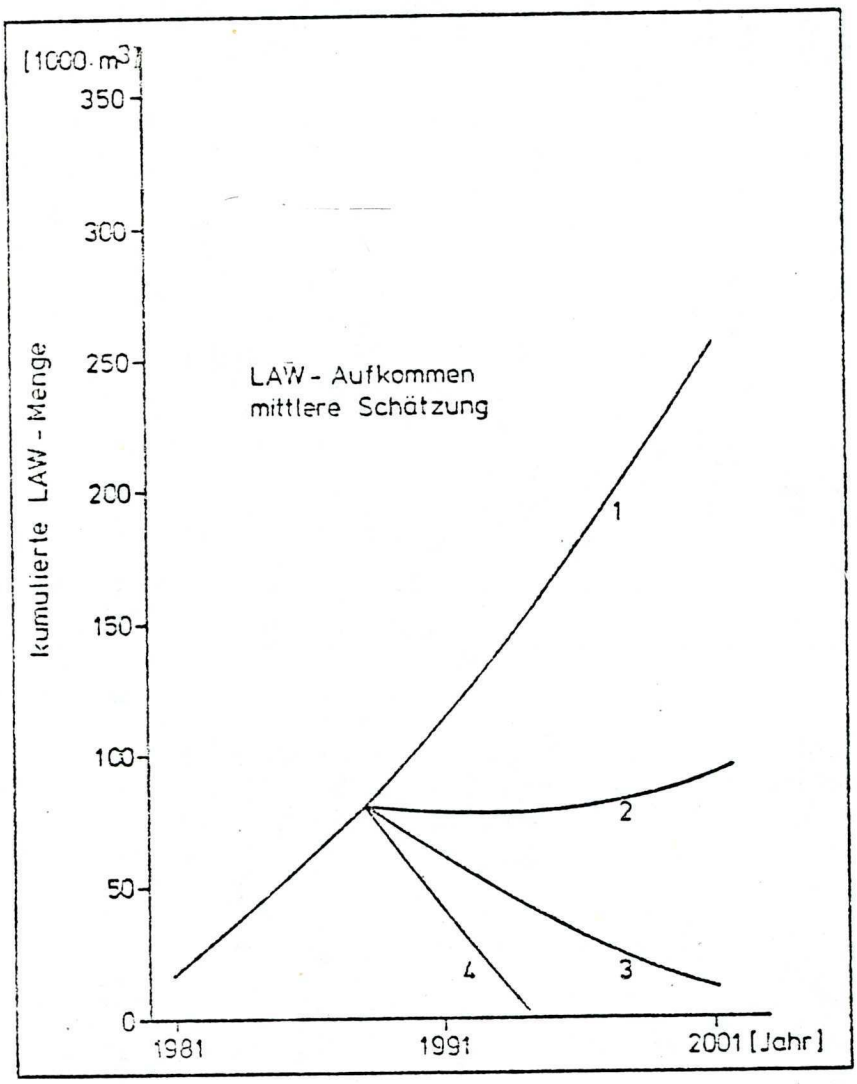


Fig. 1.2.2-3: Volumen des kumulierten LAW (mittlere Schätzung) ohne Endlagerung (1) sowie beispielhaft angenommene Einlagerungsleistungen von 12500 m³/a (2), 18200 m³/a (3) und 25000 m³/a (4). Angenommener Einlagerungsbeginn: 1988.

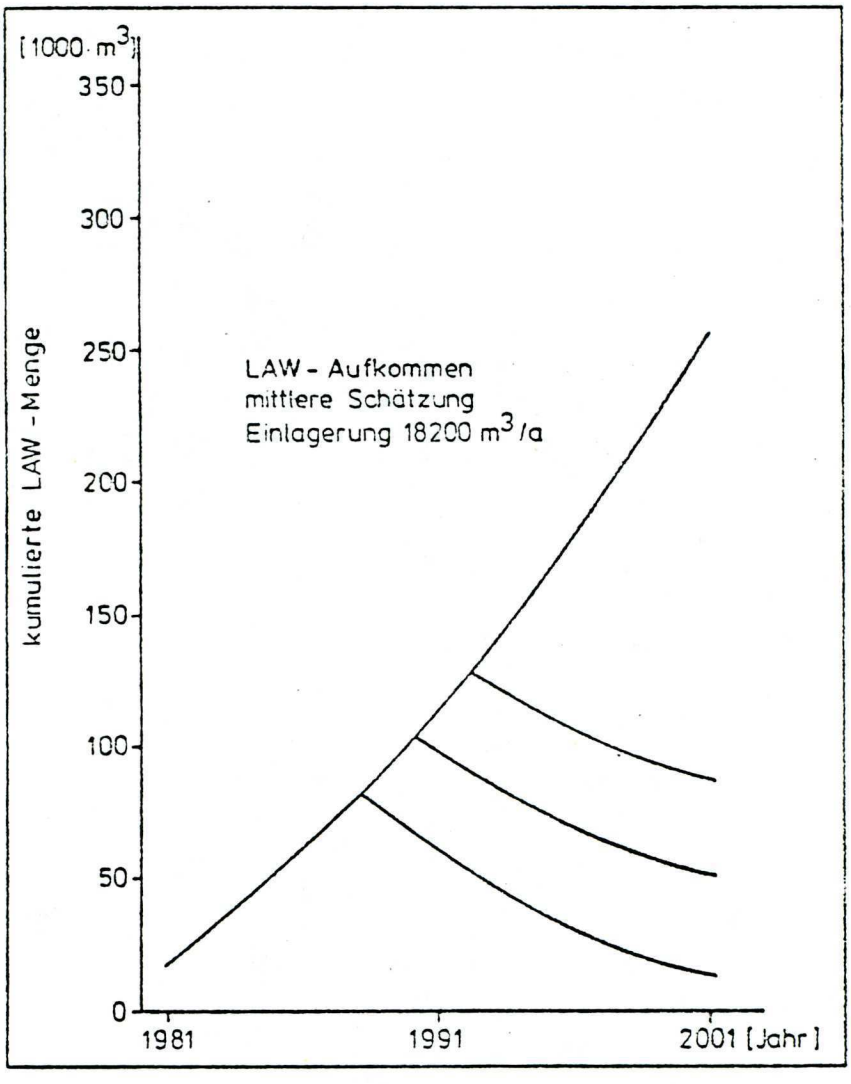


Fig. 1.2.3-1: Verringerung der kumulierten Menge zwischenzulagernden LAWs durch Einlagerung in Konrad (beispielhafte Annahme: Mittlerer Schätzwert für das Abfallaufkommen, Einlagerungsleistung 18200 m³/a). Parameter: Jahr des Einlagerungsbeginns.

Die dargestellten Beispielsrechnungen zeigen, daß unter günstigsten Bedingungen (niedriges LAW-Aufkommen, hohe Einlagerungsleistung, Einlagerungsbeginn 1988) die aufkommende Menge schwachradioaktiver Abfälle bis zum Jahre 2000 mit einem Endlager Konrad bewältigt werden können. Falls aber nur eine der Voraussetzungen nicht erfüllt wird, ist mit einer erheblichen Restmenge zu rechnen, die gegebenenfalls die Einrichtung weiterer Endlagerleistung erforderlich macht.

1.3 Anlieferungskonzept für die betrachteten Abfälle

1.3.1 Vorschriften für den Antransport zum Endlager

Die IAEA-Empfehlungen (IAEA 1973) bilden die Grundlage der verkehrsrechtlichen Vorschriften über die Beförderung radioaktiver Stoffe. Hinzu kommt für die Bundesrepublik Deutschland das Gesetz über die Beförderung gefährlicher Güter (BGBl 1975), in dem die Bundesregierung ermächtigt wird, weitere Rechtsverordnungen und Verwaltungsvorschriften über die Beförderung gefährlicher Güter zu erlassen.

Den Empfehlungen der IAEA entsprechen die Vorschriften für den internationalen Schienen- und Straßenverkehr (RID 1977; ADR 1976) und den Gefahrengutverordnungen Straße (GGVS 1979) und Eisenbahn (GGVE 1979). Diese Verordnungen enthalten Regelungen für die Transportgenehmigung, die Transportsicherung, Kennzeichnung der Behälter, Prüfanforderungen an die Behälter und Grenzwerte für das Inventar an Einzelnukliden, Kontamination und der Dosisleistung. Hiernach beträgt die höchstzulässige Dosisleistung

- 2 mSv (200 mrem) an der Behälter-Außenseite
- 0,1 mSv (10 mrem) in 1 m Abstand von der Außenseite in beliebiger Richtung.

Für den Transport auf öffentlichen Verkehrswegen betragen die Grenzwerte für nicht festhaftende äußere Kontamination 3,7 Bq/cm² (10^{-4} µCi/cm²) für β/γ-Strahler und α-Strahler geringer Toxizität und 0,37 Bq/cm² (10^{-5} µCi/cm²) für andere α-Strahler, entsprechend den existierenden Transportvorschriften.

1.3.2 Antransport zum Schachtgelände

Die Eisenerzgrube Konrad ist über öffentliche Eisenbahnanschlüsse an das Eisenbahnnetz der Verkehrsbetriebe der Stahlwerke Peine-Salzgitter AG angeschlossen. Ein Anschlußgleis führt unmittelbar auf das Schachtgelände. Eine Entladung der Waggons ist hier möglich. Für die Anlieferung der Abfälle mit LKW führt eine Stichstraße von einer voll ausgebauten Kreisstraße zum Schacht 1. Diese Stichstraße ist für den Transport schwerer Lasten zugelassen (vgl. Teil A, Kap. 2.3).

Unter Beachtung aller Vorschriften können die radioaktiven Abfälle auf normalen LKW und Güterwaggons verladen und befördert werden. Ein Transport auf anderen Verkehrswegen, z. B. auf dem Wasserweg ist denkbar, wird aber hier nicht betrachtet.

Die mittlere täglich angelieferte Abfallmenge beträgt bei 200 Arbeitstagen pro Jahr und einer Jahres-Einlagerungsmenge von 12 500 m³ 62,5 m³. Diese Menge entspricht 15 400 400 l-Faßäquivalenten und teilt sich z. B. auf folgende Gebindearten auf:

- ca. 22 Verlorene Betonabschirmungen mit 200 l-Innenbehälter
- ca. 32 400 l-Fässer auf Paletten
- ca. 69 200 l-Fässer auf Paletten.

Bei mehrschichtigem Auffahrbetrieb und unter Ausnutzung der Transportkapazität von Schacht und untertägigen Transportstrecken kann die Jahres-Einlagerungsmenge erhöht werden. Dementsprechend erhöhen sich dann auch die angegebenen Behälterzahlen (vgl. Teil C, Kap. 3.4.4 und 3.4.5).

Literatur

ADR: Europäisches Übereinkommen über die internationale Beförderung gefährlicher Güter auf der Straße (ADR). - BGBl Teil II, 1964, S. 1491, letzte berücksichtigte Änderung vom 21.10.1968, BGBl Teil II, 1976, S. 1758.

ASSE: Bedingungen für die Lagerung von schwachradioaktiven Abfällen im Salzbergwerk Asse. - Dezember 1975.

AULER, I. & BREWITZ, W. & REICHENBECHER, H.: Waste Management Requirements to be taken into Account in the Design of Nuclear Facilities in View of their Decommissioning, Decommissioning Requirements in the Design of Nuclear Facilities. - Proc. NEA Specialist Meeting, Paris, 17. - 19. März 1980, OECD, 239 - 254, Paris 1980.

BGBl: Gesetz über die Beförderung gefährlicher Güter v. 6. August 1975. - Bundesgesetzblatt Teil I, S. 2121, 1975.

BUNDESTAG: Antwort der Bundesregierung auf die große Anfrage "Verantwortung des Bundes für die Sicherstellung nach Einlagerung radioaktiver Abfälle in der Bundesrepublik Deutschland". - Bundestags-Drucksache 9/1231, Dezember 1981.

BMWi: Bundesminister für Wirtschaft. Dritte Fortschreibung des Energieprogrammes. Anhang Tab. 4. - November 1981.

ENGELMANN, H.J. & DUILL, V. & KÖSTER, R. & PETRASCH, P.: Concepts for Packing of Radioactive Wastes Generated by Decommissioning of Nuclear Power Reactors. - Proc. Int. Symp. on Packaging and Transportation of Radioactive Materials. November 10 - 14, Berlin 1980.

GGVE: Verordnung über die Beförderung gefährlicher Güter mit der Eisenbahn (Gefahrengutverordnung Eisenbahn, GGVE v. 23. August 1979. - BGBl Teil I, S. 1502, 1979.

GGVS: Verordnung über die Beförderung gefährlicher Güter auf der Straße (Gefahrengutverordnung - GGVS). - BGBl Teil I, S. 1509, August 1979.

GSF 1979: Stippler, R. & Kleymann, H.: Strahlenschutz und Umgebungsüberwachung im Bereich der Schachtanlage Asse. Jahresbericht 1978. GSF - T 95.

IAEA: Regulation for the Safe Transport of Radioactive Material. - Safety Series No. 6, 1973.

ILLI, H. & EHRLICH, D. & WARNECKE, E.: Anforderungen an radioaktive Abfälle abgeleitet aus den Grenzwerten der Strahlenschutzverordnung. - PTB SE-5, Dezember 1981.

RID: Internationale Verordnung für die Beförderung gefährlicher Güter mit der Eisenbahn (RID) v. 1. Juli 1977.

		Seite
2.	KERNTECHNISCHE KONZEPTE FÜR DIE ERRICHTUNG EINES ENDLAGERBETRIEBES	D 2- 1
2.1	Beschreibung und Begründung der für den Endlagerbetrieb notwendigen Einrichtungen	D 2- 1
2.1.1	Schachthalle und Entladestation	D 2- 1
2.1.1.1	Aufgabenstellung	D 2- 1
2.1.1.2	Konzeption	D 2- 2
2.1.1.3	Angabe und Grobauslegung der notwendigen Förder- und Hebezeuge	D 2-14
2.1.1.4	Sonstige technische Einrichtungen	D 2-16
2.1.1.5	Grobkonzipierung der Dekontaminationseinrichtungen	D 2-18
2.1.2	Strahlenschutzlabor	D 2-20
2.1.2.1	Aufgabenstellung	D 2-20
2.1.2.2	Auslegung	D 2-20
2.1.2.3	Funktion des Labors	D 2-22
2.1.3	Schachtförderanlagen	D 2-24
2.1.3.1	Schacht 1	D 2-24
2.1.3.2	Schacht 2	D 2-25
2.1.4	Einlagerungsgerät	D 2-26
2.1.4.1	Hebezeug	D 2-26
2.1.4.2	Stapelfahrzeuge	D 2-27
2.1.4.3	Kranfahrzeug	D 2-29
2.1.4.4	Streckentransportfahrzeug	D 2-29
2.1.5	Beurteilung der vorhandenen Förderwege	D 2-31
2.1.5.1	Förderwege über Tage	D 2-31
2.1.5.2	Förderwege in den Schächten	D 2-34
2.1.5.3	Förderwege unter Tage	D 2-35
2.2	Brandschutzkonzept über Tage	D 2-38
2.2.1	Brandgüter	D 2-38

		Seite
2.2.2	Brandbelastung	D 2-39
2.2.3	Brandursachen	D 2-41
2.2.4	Passive Brandschutzmaßnahmen	D 2-41
2.2.5	Aktive Brandschutzmaßnahmen	D 2-49
2.2.6	Angabe der Flucht- und Rettungswege	D 2-46
	Literatur	D 2-48

2. Kerntechnische Konzepte für die Errichtung eines Endlagerbetriebes

2.1 Beschreibung und Begründung der für den Endlagerbetrieb notwendigen Einrichtungen

Im folgenden werden die für den Endlagerbetrieb erforderlichen baulichen und gerätetechnischen Einrichtungen beschrieben. Dabei werden sowohl kerntechnische Anforderungen als auch örtliche Gegebenheiten und bereits bestehende Einrichtungen berücksichtigt.

2.1.1 Schachthalle und Entladestation

2.1.1.1 Aufgabenstellung

In der Schachthalle

- wird der südliche Großraumförderkorb mit Lagergut beladen (Vergl. Fig. C 3.1-2),
- wird das Erz aus den beiden Förderkörben des nördlichen Trumms entladen und zur Sieb- und Brechanlage abtransportiert,
- befindet sich der Kontrollbereichszugang über Tage.

Über den nördlichen Schachtbereich betritt und verläßt das Personal das Grubengebäude.

Die Schachthalle wird außerdem die räumliche Trennung der Erzförderung vom Einlagerungsbetrieb für radioaktive Abfälle ermöglichen.

In der Entladestation

- werden die ankommenden Eisenbahnwaggons und Lastkraftwagen entladen,
- wird das ankommende Lagergut registriert,
- wird stichprobenweise das Lagergut auf Kontamination überprüft,

- können beladene Paletten kurzzeitig abgestellt werden,
- werden die entladenen Züge und Lastkraftwagen sowie die leeren Paletten freigegeben und es
- werden, falls erforderlich, kontaminierte Gegenstände dekontaminiert.

Darüber hinaus wird die Entladestation eine Pufferkapazität für eine Tagesmenge zum Ausgleich betrieblicher Störungen besitzen.

2.1.1.2 Konzeption

Um die räumliche Trennung der Erzförderung vom Einlagerungsbetrieb zu erreichen, wird das Südfeld der Schachthalle durch eine Trennwand vom übrigen Gebäude abgetrennt (Fig. 2.1.1-1).

Wie im Kapitel C 3.1 aufgeführt, wird das zur Sieb- und Brechanlage abfördernde Band verlegt. Dadurch wird im südlichen Schachthallenbereich eine Fahrbahnbreite von 6,50 m erreicht.

Durch das Südfeld werden die radioaktiven Abfälle von der Entladestation zum südlichen Schachttor gebracht. Für den Transport stehen der Schachthallenkran für den Einlagerungsbetrieb und die Dieselstapler zur Verfügung.

Die Entladestation wird östlich der Schachthalle errichtet. Der durch die Entladestation führende Schienenstrang wird nach Osten verlegt, so daß zum Entladen der Fahrzeuge ein Überqueren der Gleisanlage nicht notwendig ist. Der Unterbau der Schienen muß aus Gründen der Dekontaminierbarkeit geändert werden. Statt auf einem Schotterbett müssen die Gleise auf die Bodenplatte der Waggonentladestation gelegt werden. Dadurch wird eine Freisetzung radioaktiver Stoffe in den Boden verhindert.

Die Abmessungen der Entladestation und die räumliche Aufteilung sind in den Abbildungen 2.1.1-2 bis 2.1.1-4 dargestellt.

Bei der Ermittlung des Flächenbedarfs für die Entladestation wurden folgende Randbedingungen zugrundegelegt:

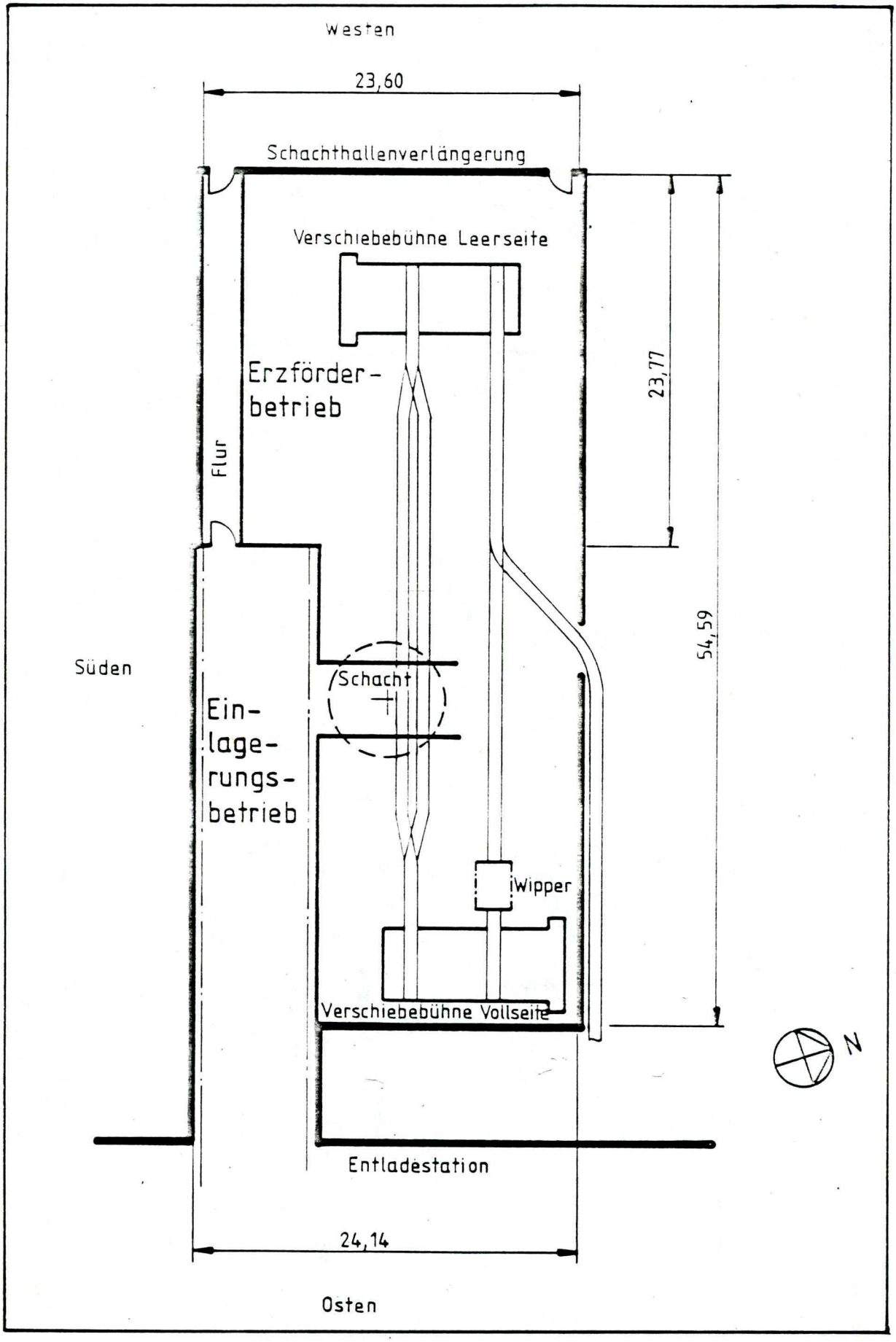
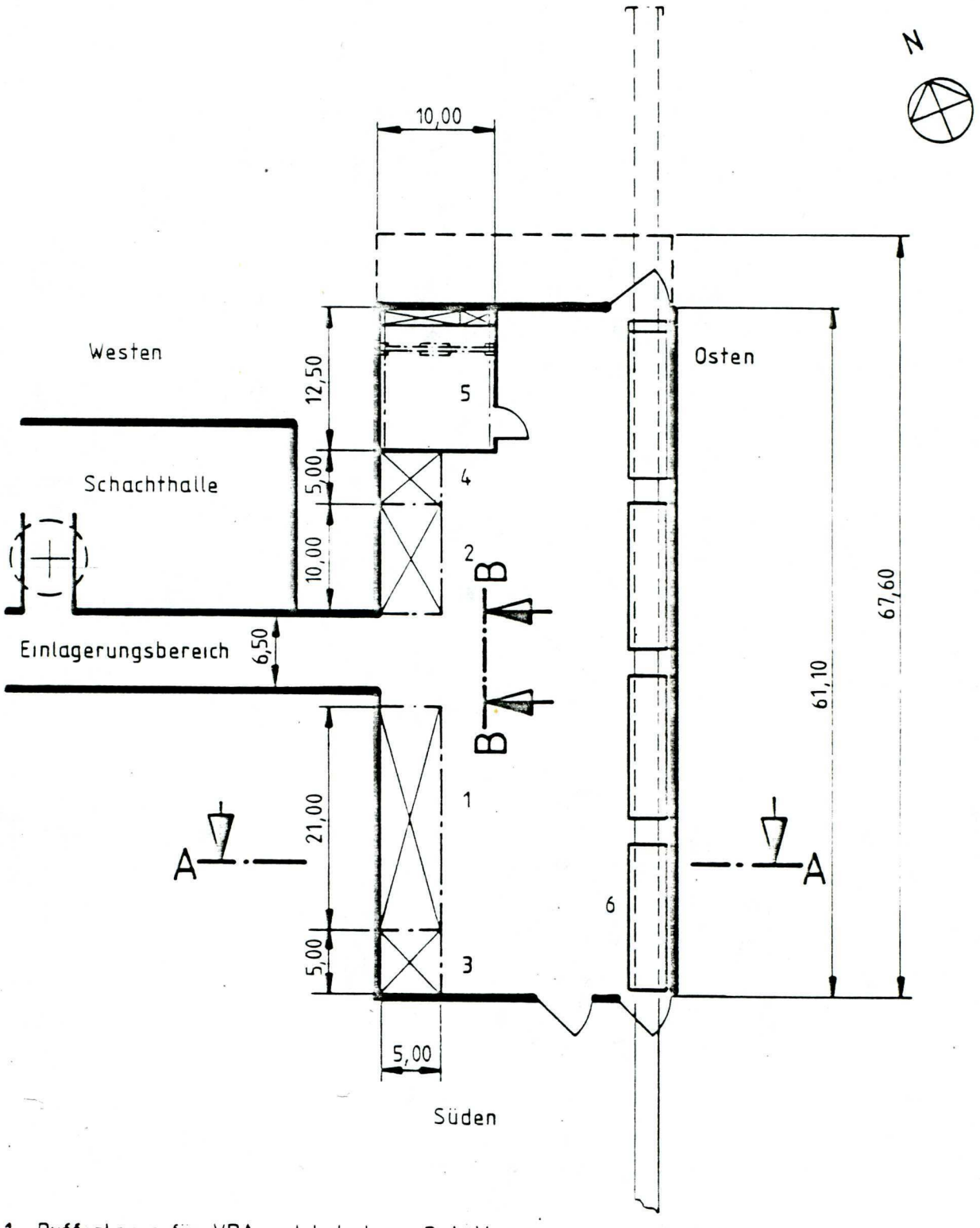


Fig. 2.1.1-1 Schachthalle, Grundriß ± 0,00 m



1 Pufferlager für VBA und beladene Paletten

2 Pufferlager für Kastenbehälter

3 Abstellfläche für leere Paletten

4 Meßplatz

5 Dekoraum

6 Bundesbahnwaggons

Fig. 2.1.1-2 Entladestation, Grundriß ± 0,00 m

- Entladung von täglich zwei Zügen mit jeweils 4 Waggons
- Entladung mittels Gabelstapler oder Entladekran
- Obernahme durch den Schachthallenkran
- Möglichkeit zur Pufferlagerung der täglich ankommenden Abfallmenge
- Möglichkeit zur Lagerung von 52, eventuell 104 leeren Paletten
- Möglichkeit zur Entladung von Lastkraftwagen auf einer separaten Spur parallel zur Gleisanlage
- Möglichkeit zur Dekontamination von Fahrzeugen, Behältern, Lastaufnahmeeinrichtungen usw.
- Möglichkeit zur Durchführung von Kontaminationskontrollen.

Die lichte Länge der Entladestation ergibt sich aus der Länge der DB-Waggons (je Waggon maximal 14,52 m) und der Länge eines Zuschlags für die Abstände zwischen Tor und Waggon (ca. 1,50 m je Tor).

Bei der Ermittlung der Breite der Entladestation wurde davon ausgegangen, daß sich gleichzeitig in der Entladestation sowohl ein Zug als auch Lastkraftwagen befinden können.

Die lichte Breite der Entladestation ergibt sich dann aus

- dem Minimalabstand zwischen Wand und Kranhaken bzw. DB-Waggon (ca. 1,75 m)
- der Breite des Lichtraumprofils des DB-Waggons (ca. 3,20 m)
- dem Sicherheitsabstand zwischen Waggon und Lastkraftwagen (ca. 0,50 m)
- der Lastkraftwagenbreite, gemessen über alles (ca. 2,50 m)
- dem Wendekreis für Gabelstapler (ca. 9,50 m)
- dem Sicherheitsabstand zwischen Gabelstapler und Wand (ca. 0,50 m)
- der Abschirmwand des Pufferlagers (ca. 4,90 m).

Die Breite beträgt theoretisch 23,35 m (Fig. 2.1.1-3).

Aufgrund der ausgewählten Krananlage beträgt die lichte Breite der Halle 25,5 m.

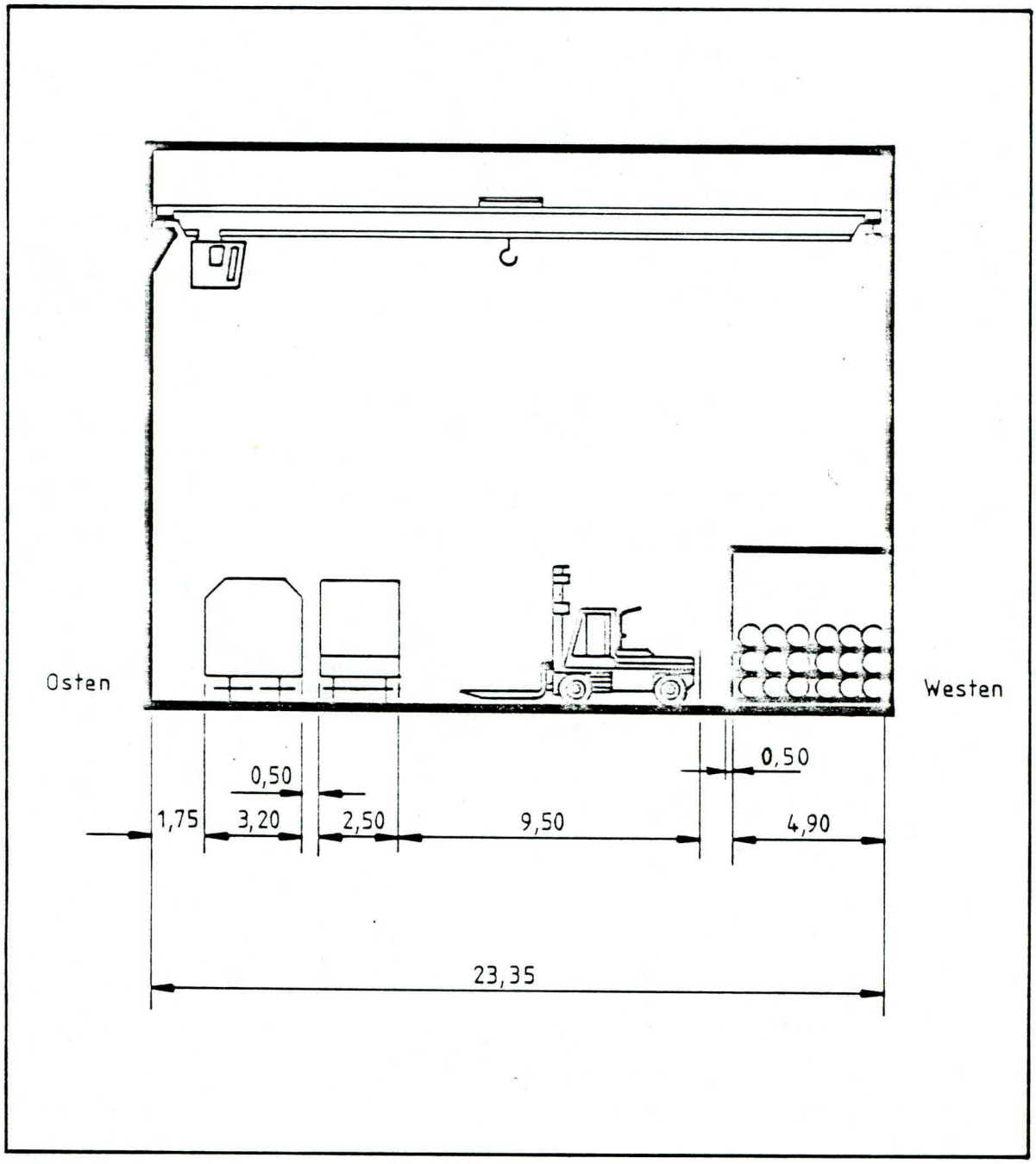


Fig. 2.1.1-3 Entladestation, Schnitt A-A

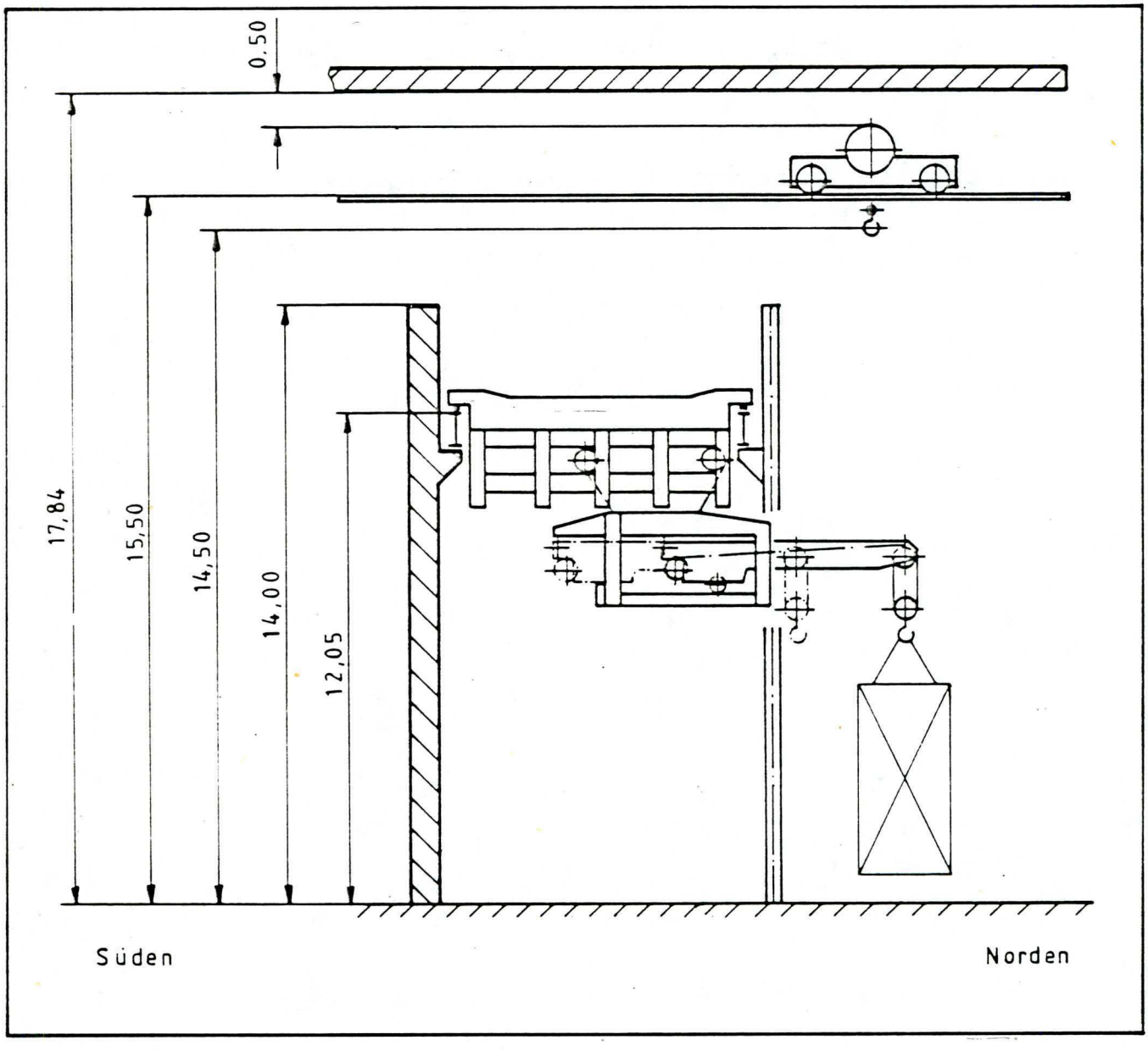


Fig. 2.1.1-4 Entladestation, Schnitt B-B

Die lichte Höhe der Entladestation ergibt sich aus

- der Höhe der Oberkante des Schachthallenkrans über Flur (ca. 14,0 m)
- einem Sicherheitsabstand zwischen Oberkante Schachthallenkran und Unterkante des Entladekrans (ca. 0,5 m)
- des Abstandes Unterkante des Entladekrans bis Kranträgerbühne (ca. 1,0 m)
- einem Abstand zwischen Kranträgerbühne und Decke (ca. 2,3 m).

Hierbei muß sichergestellt sein, daß der Mindestabstand zwischen Decke und dem höchsten Teil des Entladekrans von 0,5 m eingehalten wird.

Hieraus resultiert eine theoretische Hallenhöhe von ca. 17,8 m (Fig. 2.1.1-4).

Einrichtungen in der Entladestation

In der Entladestation werden vorgesehen:

a) ein Pufferlager für Paletten, Verlorene Betonabschirmungen und kleinere Kastenbehälter,
b) ein Pufferlager für große Kastenbehälter,
c) eine Fläche zum Abstellen leerer Paletten,
d) eine Dekontaminationsstation und
e) ein Meßplatz zur Kontaminationskontrolle.

Es ergeben sich für die einzelnen Einrichtungen folgende Größen:

a) Pufferlager für Paletten, Verlorene Betonabschirmungen und kleinere Kastenbehälter
   Unter Zugrundelegung von Paletten mit jeweils 6 Stück 200 l-Fässern (2,30 m x 2,30 m Grundfläche) und einer lichten Breite des Pufferlagers von 4,90 m ergibt sich für die Tagesmenge von 52 Paletten bei dreilagiger Stapelung in zwei Reihen eine Länge des Pufferlagers von ca. 21 m.

Bei Einlagerung der Tagesmengen

- an Paletten mit jeweils 6 Stück 400 l-Fässern (2,30 m x 2,30 m Grundfläche),
- an Verlorenen Betonabschirmungen (1060 mm Durchmesser - vergl. Fig. 1.1-4 und 1.1-5),
- an Kastenbehältern (2 m x 2 m x 1 m Außenabmessung)

ist die vorgesehene Lagerfläche von 21 m x 4,9 m ausreichend.

Die maximale Stapelhöhe wird durch die Einlagerung von Paletten mit 400 l-Fässern bestimmt und beträgt ca. 3,0 m. Damit der Stapler in das Pufferlager einfahren kann, muß die lichte Höhe ca. 5 m betragen.

Das Pufferlager wird entsprechend abgeschirmt. Es erhält eine Decke.

b) Pufferlager für große Kastenbehälter
Um auch Großbehälter mittels Entladekran puffern zu können, wird ein entsprechend abgeschirmter Anbau nach oben offen von ca. 10 m Länge zusätzlich eingerichtet.

c) Fläche zum Abstellen leerer Paletten
Täglich werden maximal 52 Paletten angeliefert. Diese sollen nach der Entladung unter Tage nach dem Rücktransport in der Entladestation abgestellt werden können.

Bei einer Palettenabmessung von 2,30 m x 2,30 m und einer Stapelhöhe von 13 Paletten (ca. 3,60 m) wird eine Fläche von ca. 5,0 m x 5,0 m benötigt.

Vor diesen Stapel kann ein zweiter gleichgroßer Stapel gesetzt werden, so daß maximal 104 Paletten abgestellt werden können, ohne daß die Arbeiten in der Entladestation behindert werden.

d) Dekontaminationsstation

Für die Dekontaminationsarbeiten sollen zwei Arbeitsbereiche geschaffen werden: eine Fläche zur Dekontamination von Stapelfahrzeugen und Lagergut und ein Raum zur Demontage, Dekontamination von kontaminiertem Gerät und Verpackung von Dekoabfällen (vergl. Kap. 2.1.1.5).

Flächenbedarf zum Dekontaminieren von Stapler und Lagergut:

Der betrachtete Stapler hat eine Breite von 2,5 m und eine Länge von 7,5 m. Werden eine seitliche Arbeitsfläche von 2,0 m Breite und Arbeitsflächen von je 1,25 m Breite vor und hinter dem Stapler angenommen, ergibt sich aus einer
Breite von (2,50 + 2 x 2,00 m) = 6,50 m und einer
Länge von (7,50 + 2 x 1,25 m) = 10,00 m
eine Fläche von 65,0 m².

Diese Fläche ist auch für die Dekontamination der größtmöglichen Abfallgebinde mit 2 m x 2 m x 4 m ausreichend bemessen.

Flächenbedarf zur Demontage von Geräten:

Auf dieser Fläche sollen kontaminierte Geräte demontiert werden. Hierzu sollen vorhanden sein:

- eine Werkbank mit Spannmöglichkeiten
- ein Werkzeugschrank und
- Möglichkeiten zur Dekontamination kleinerer Teile.

Darüber hinaus soll ein geeignetes Hebezeug vorhanden sein. Der Platzbedarf wird wie folgt abgeschätzt:

- Werkbank	4 m²
- Werkzeugschrank	6 m²
- Dekontaminationsfläche	10 m²
- Arbeitsfläche	40 m²

Da dieser Raum an den Dekontaminationsbereich für den Stapler angrenzen soll, ergibt sich eine
Breite von 6,0 m und eine
Länge von 10,0 m.

e) Meßplatz zur Kontaminationskontrolle
Stichprobenweise sollen die Oberflächenkontamination und die Dosisleistung einzelner Abfallgebinde ausgemessen werden. Hierzu wird eine Stellfläche von 5 m x 5 m = 25 m² vorgesehen.

Vorschlag zur Gestaltung des Kontrollbereichszugangs über Tage
(vergl. Kap. 4.1.2.3)

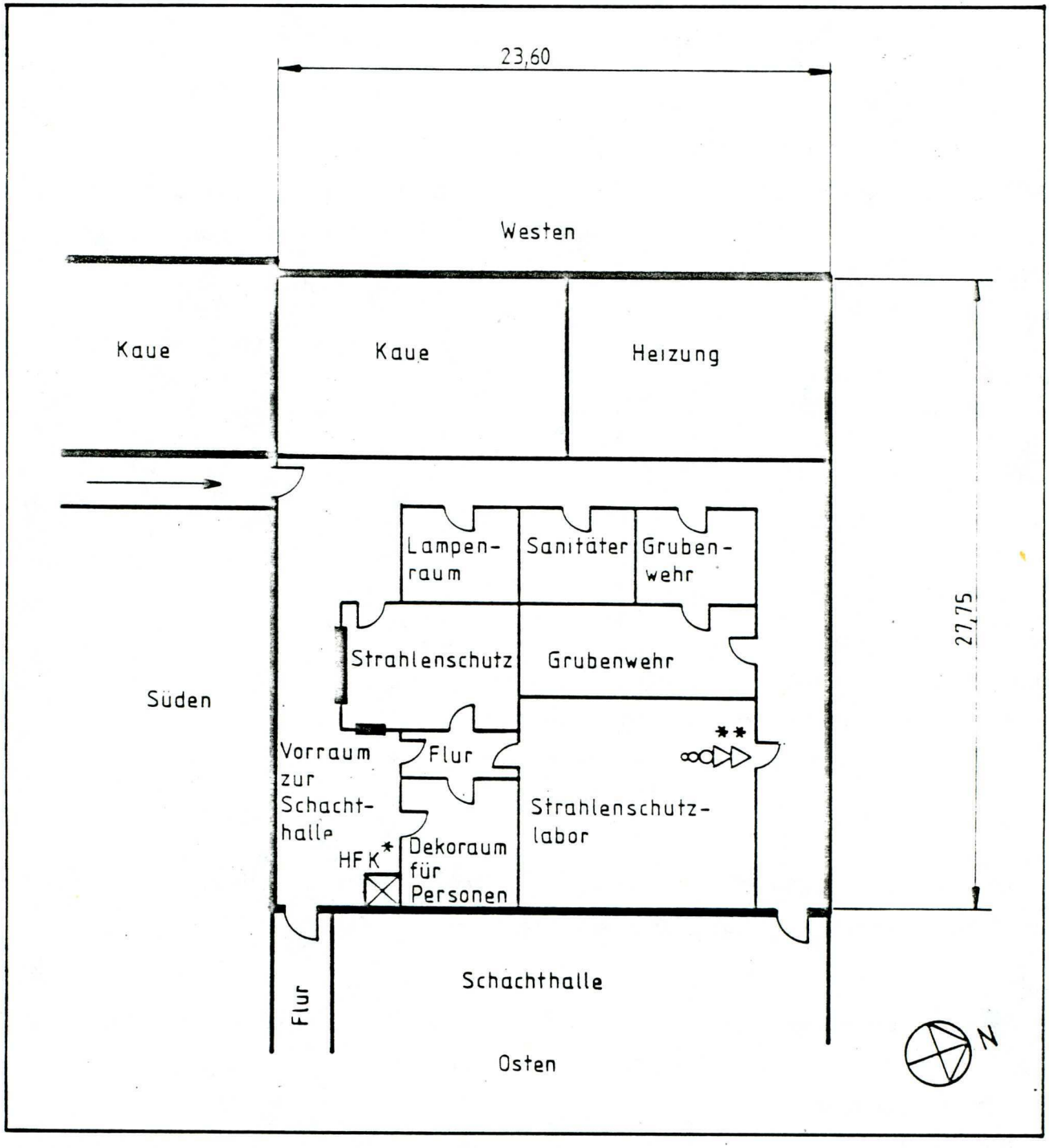
Zum Kontrollbereich über Tage gehören (vergl. Fig. 2.1.1-5)

- der Vorraum zur Schachthalle,
- das Strahlenschutzlabor,
- der Auswerte- und Büroraum für den Strahlenschutz,
- der Dekontaminationsraum für Personen,
- das Südfeld der Schachthalle mit dem Verbindungsgang und
- die Entladestation.

Die Größen der einzelnen Räume im Kontrollbereich der Schachthallenverlängerung sind in folgender Tabelle angegeben.

Auswerte- und Büroraum für den Strahlenschutz	ca. 40 m²
Strahlenschutzlabor	ca. 100 m²
Dekontaminationsraum	ca. 30 m²
Flur	ca. 10 m²
Vorraum zur Schachthalle	ca. 50 m²

Tab. 2.1.1-1: Räume im Kontrollbereich der Schachthallenverlängerung



*HFK = Hand-Fuß-Kleidermonitor

**⇨ = Fluchtweg

Fig. 2.1.1-5 Schachthallenverlängerung, Grundriß ± 0,00 m

Der Kontrollbereich ist abgegrenzt und dauerhaft gekennzeichnet. Er wird so gestaltet, daß der unkontrollierte Zutritt Unbefugter verhindert wird und nur den Personen möglich ist, die zur Durchführung oder Aufrechterhaltung der im Kontrollbereich vorgesehenen Betriebsvorgänge tätig werden müssen (vergl. Kapitel 3).

Der Kontrollbereichszugang über Tage befindet sich in der Schachthallenverlängerung. Er umfaßt den Vorraum, den Auswerte- und Büroraum für den Strahlenschutz und den Dekontaminationsraum.

Personen, die den Kontrollbereich betreten wollen, kommen aus dem Kauentrakt und nehmen am Kontrollbereichszugang vom Strahlenschutz ihre Dosimeter in Empfang und werden registriert.

Sie können dann entweder den Laborbereich betreten, oder sie gehen am Dekontaminationsraum vorbei durch den Verbindungsgang in den südlichen Schachthallenbereich zum südlichen Schachttor oder weiter in die Entladestation (Fig. 2.1.1-5).

Der gesamte Kontrollbereich über Tage kann nur auf dem gleichen Weg verlassen werden und führt immer durch den Vorraum zur Schachthalle, in dem der Hand-Fuß-Kleider-Monitor aufgestellt ist. Mit diesem Gerät wird an allen Personen, die den Kontrollbereich verlassen wollen, geprüft, ob die Haut oder die Kleidung kontaminiert ist. Wird eine Kontamination festgestellt, ertönt im Auswerte- und Büroraum des Strahlenschutzes ein Warnsignal, und es werden unverzüglich Maßnahmen getroffen, um eine Gefährdung durch Weiterverbreitung oder Inkorporation abzuwenden. Die Person wird im Dekontaminationsraum dekontaminiert. Zu diesem Zweck sind vorhanden:

- eine heiße Dusche,
- ein Handwaschbecken,
- ein Kopfwaschbecken und
- ein Platz zum Ablegen der kontaminierten Kleidung.

Das dabei anfallende Abwasser wird in einem Sammelbehälter gesammelt. Der Behälter ist mit einer Probenahme versehen und kann bei Bedarf entsorgt werden.

Die Kleidung wird ausgetauscht.

Der Kontrollbereich kann erst verlassen werden, wenn auf dem Hand-Fuß-Kleider-Monitor Kontaminationsfreiheit nachgewiesen ist.

Auch Gegenstände, die aus dem Kontrollbereich herausgebracht werden sollen, werden auf ihre Kontaminationsfreiheit überprüft. Hierfür steht im Kontrollbereichszugang ein tragbares Meßgerät zur Verfügung.

Im Auswerte- und Büroraum des Strahlenschutzes befinden sich die Personendosimeterablage, die Fernsehmonitore von den Kontrollbereichszugängen unter Tage und Büromöbel.

Außerdem gehen im Auswerte- und Büroraum des Strahlenschutzes die Warnmeldungen der Hand-Fuß-Kleider-Monitore von über und unter Tage ein.

Der Raum wird so gestaltet, daß ein Sichtkontakt zum Vorraum gegeben ist.

2.1.1.3 Angabe und Grobauslegung der notwendigen Förder- und Hebezeuge

Entsprechend dem Anwendungsbereich der KTA-Regel 3902 "Hebezeuge in kerntechnischen Anlagen" ist diese Regel für die Schachtanlage Konrad nicht gültig. Eine sinngemäße Anwendung der Regel für die technische Auslegung erscheint sinnvoll, da die durch die Hebezeuge der Schachtanlage Konrad durchzuführenden Arbeiten sich nicht von den Arbeiten unterscheiden, die Hebezeuge in den für den Geltungsbereich der KTA-Regel genannten Anlagen durchführen.

Die in der KTA-Regel erwähnten Prüfungen wurden hier nicht berücksichtigt. Stattdessen wird der von der zuständigen Bergbehörde vorgeschriebene Prüfumfang zugrundegelegt.

In Anlehnung an die KTA-Regel 3902 sollen die Kräne den zusätzlichen Anforderungen der Nummer 6 genügen, da sie für den Transport von radioaktiven Stoffen vorgesehen sind und durch das Versagen der Hebezeuge die Gefahr einer Aktivitätsfreisetzung gegeben ist.

- Schachthallenkran für die Einlagerung

  Für den südlichen Schachthallenbereich wird für den Einlagerungsbetrieb ein Zweiträgerkran konzipiert. Unter den 2 Kastenträgern sind Tragkonsolen angeordnet, die die Katzbahnträger aufnehmen. Die Katze wird im oberen Teil als Laufkatze mit Antrieb über Rollenkette ausgebildet. Der untere Teil ist in einer Kugeldrehverbindung gelagert. Der jochförmige untere Drehteil nimmt den Auslegearm auf, der wiederum im Joch über einen Spindelantrieb so weit ausgefahren werden kann, daß der Haken bei schachtseitiger Stellung der Katze etwas über die Mitte des Korbes zu stehen kommt. Damit ragt der Ausleger mit seinem Haken um 3350 mm nach Norden hin über die nördliche Kranbahnschiene hinaus. Die Hubhöhe über Flur beträgt 5500 mm. Mit Rücksicht auf die lichte Korbhöhe von 8 m und die Seillängung bei Korbbelastung liegt die Oberkante des Auslegers bei 7500 mm.

  Der Kran wird für eine maximale Last von 24 t ausgelegt. Die installierte Leistung wird ca. 40 kW betragen. Alle Kranbewegungen können im Schleich- oder Schnellgang vorgenommen werden.

- Entladekran in der Entladestation

  Es kommen Zweiträgerkrane mit Elektroseilzugkatze in Betracht. Es wird vorgeschlagen, einen Laufkran mit Führerhaus zu verwenden. Dadurch ist bei den großen Spannweiten ein einfaches Handhaben der Lagergebinde möglich.

  Der Kran wird für eine maximale Last von 25 t ausgelegt. Es wird eine serienmäßig hergestellte Krananlage mit einem Spurmittenmaß von 25,0 m eingesetzt.

  Die installierte Leistung wird ca. 40 kW betragen. Alle Kranbewegungen können im Schleich- oder im Schnellgang vorgenommen werden.

Durch die Kreuzung der Kranbahn des Schachthallenkrans mit der Kranbahn in der Entladestation ist es notwendig, die Kräne gegeneinander so zu verriegeln, daß ein Zusammenstoß nicht möglich ist.

- Stapelfahrzeuge

Die einzusetzenden Gabelstapler müssen den entsprechenden Vorschriften der zuständigen Bergbehörde genügen.

In Betracht kommen Stapler mit Dieselantrieb mit bis zu 20 t Hublast. Die Fahrzeuge können wahlweise auch mit Lasthaken oder mit Faßklammern ausgerüstet werden.

Mit dem Gabelstapler sollen Paletten und Verlorene Betonabschirmungen von den Bundesbahnwaggons und von den Lastkraftwagen gehoben, zum Schacht transportiert und in den Förderkorb eingesetzt werden. Grundlage sind folgende Gewichte:

Palette mit 6 Stück 200 l-Fässern	ca.	3,8 t
Palette mit 6 Stück 400 l-Fässern	ca.	7,0 t
Verlorene Betonabschirmung	bis ca.	9,0 t
Kastenbehälter	bis ca.	9,0 t

Der Stapler benötigt zur Entladung von Waggons Gabeln, die ca. 2,40 m lang sind, um auch noch Verlorene Betonabschirmungen anheben zu können, die auf der entgegengesetzten Waggonseite stehen.

2.1.1.4 Sonstige technische Einrichtungen

- Belüftung

Die Belüftung der Schachthalle erfolgt

- im nördlichen Schachthallenbereich mit Frischluft,
- im südlichen Schachthallenbereich mit Raumluft aus der Entladestation und mit Frischluft aus der Durchführungsöffnung für das Führungsgerüst im Schachthallendach.

Die Belüftung der Entladestation erfolgt mit Frischluft, die durch den südlichen Schachthallenbereich zum einziehenden Schacht 1 abzieht und einen Teil des Frischwetterstromes der Grube darstellt.

In Anlehnung an die KTA-Regel 3601 wird bei einer Luftwechselzahl von $2 \cdot h^{-1}$ ein Frischluftbedarf von 1200 m³/min für ein Volumen von 80 m x 25 m x 18 m = 36000 m³ für die Entladestation ermittelt.

Tritium Aktivität 320 Bq/m³ (→ 1.1.3)

Bei einer einziehenden Luftmenge von 6000 - 7000 m³/min in den Schacht 1 erscheint es plausibel, daß dieser Wert erreicht wird.

Das überdachte Pufferlager für die radioaktiven Abfälle wird mittels Ventilator zwangsbelüftet. Hier wird ein Luftwechsel von $5 \cdot h^{-1}$ zugrundegelegt, wenn Material eingelagert ist.

- Beleuchtung

In Anlehnung an die DIN 5035 wird für den südlichen Schachthallenbereich und die Entladestation eine Beleuchtungsstärke von 300 lx festgelegt.

Der südliche Schachthallenbereich und die Fluchtwege in der Entladestation erhalten eine Sicherheitsbeleuchtung, die bei Netzausfall automatisch eingeschaltet wird. Die Leuchten besitzen eine Batterie, die nach der Netzwiederkehr durch ein eingebautes Ladegerät wieder aufgeladen wird. Die Mindestbrenndauer dieser Beleuchtung beträgt 3 Stunden. Sie wird in Anlehnung an § 34 der Niedersächsischen Bauordnung so ausgelegt, daß sie in den Achsen der Rettungswege 85 cm über Fußboden mindestens 1 lx erbringt.

Die Brandmelder in der Schachthalle und in der Entladestation werden ebenfalls sicherheitsbeleuchtet.

Die vorhandene Beleuchtung im nördlichen Schachthallenbereich ist ausreichend.

- Kommunikationseinrichtungen

Fernsprechanlage

In der Schachthalle werden zwei Fernsprecher vorgesehen. Sie befinden sich

- am südlichen Schachttor und
- im Strahlenschutzraum.

In der Entladestation werden drei Fernsprecher vorgesehen. Sie befinden sich

- in der Nähe des Ausgangs zur Schachthalle,
- in der Nähe des Meßplatzes und
- in der Kranfahrerkabine.

Fernsehanlage
Im Strahlenschutzraum befinden sich zwei Monitore der Fernsehanlage zur Oberwachung der Kontrollbereichszugänge unter Tage.

Schachtsignalanlage
Der Verständigung zwischen dem Fördermaschinisten und den Anschlägern bzw. den Personen im Förderkorb bei Schachtinstandsetzungsarbeiten und Revisionen im Schacht dient die Schachtsignalanlage einschließlich der Korbtelefonieranlage.

Brandmeldeanlage
Es werden entsprechend DIN 14675 handbetätigte Feuermelder vorgesehen. Einzelheiten der Brandmeldeanlage sind im Brandschutzkonzept beschrieben (vergl. Kap. 2.1.6.5).

2.1.1.5 Grobkonzipierung der Dekontaminationseinrichtungen

Bei einer Oberflächenkontamination der zur Einlagerung angelieferten Behälter mit radioaktiven Abfällen kann selbst bei Beachtung aller Sicherheits- und Arbeitsvorschriften nicht ausgeschlossen werden, daß weitere Anlagenteile kontaminiert werden. Dies sind vor allem solche Systeme, die direkt mit den Abfallbehältern in Berührung kommen wie

- die Standflächen der Behälter auf dem Anlieferungsfahrzeug, in der Entladestation, im Förderkorb oder
- die Lastaufnahmesysteme der Hebe- und Förderzeuge.

Werden trotz Qualitätssicherung unzulässig kontaminierte Abfallgebinde angeliefert, müssen diese vor der Einlagerung dekontaminiert werden.

Durch regelmäßige Überwachung werden Kontaminationen schnell erkannt und die Dekontamination eingeleitet.

Für die Kontaminationsüberwachung von Flächen stehen tragbare Kontaminationsmonitore zur Verfügung. Hiermit werden die Anlieferungsfahrzeuge unmittelbar nach der Entladung überprüft. Die Fahrzeuge und die leeren Paletten werden erst bei nachgewiesener Kontaminationsfreiheit aus der Entladestation freigegeben.

Eine äußere Dekontamination der Fahrzeuge und der leeren Paletten ist erforderlich, wenn die folgenden, für außerhalb von betrieblichen Überwachungsbereichen geltenden, in Anlage IX der Strahlenschutzverordnung festgelegten Grenzwerte überschritten werden:
Alphastrahler, für die eine Freigrenze von $3{,}7 \cdot 10^3$ Bq (10^{-7} Ci) festgelegt ist:

0,037 Bq/cm² (10^{-6} µCi/cm²)

Sonstige Radionuklide

0,37 Bq/cm² (10^{-5} µCi/cm²).

Die Stellflächen in der Halle und im Förderkorb und die Lastaufnahmesysteme werden erst nach Schichtende überprüft.

Eine äußere Dekontamination der Lagerbehälter ist erforderlich, wenn die im Rahmen von Annahmebedingungen noch festzulegenden Grenzwerte der Oberflächenkontamination überschritten werden.

2.1.2 Strahlenschutzlabor

Zur Durchführung von Strahlenschutzaufgaben in der Anlage müssen strahlenschutzrelevante Messungen durchgeführt werden. Diese Messungen werden im betriebseigenen Strahlenschutzlabor durchgeführt.

2.1.2.1 Aufgabenstellung

Im Strahlenschutzlabor werden alle strahlenschutzrelevanten Messungen der folgenden Bereiche durchgeführt:

- Personenbezogener Strahlenschutz
- Emissionsüberwachung
- Anlagenbezogener Strahlenschutz

Die Immissionsüberwachung ist im Aufgabenumfang nicht enthalten, weil sie auch anderweitig durchgeführt werden kann.

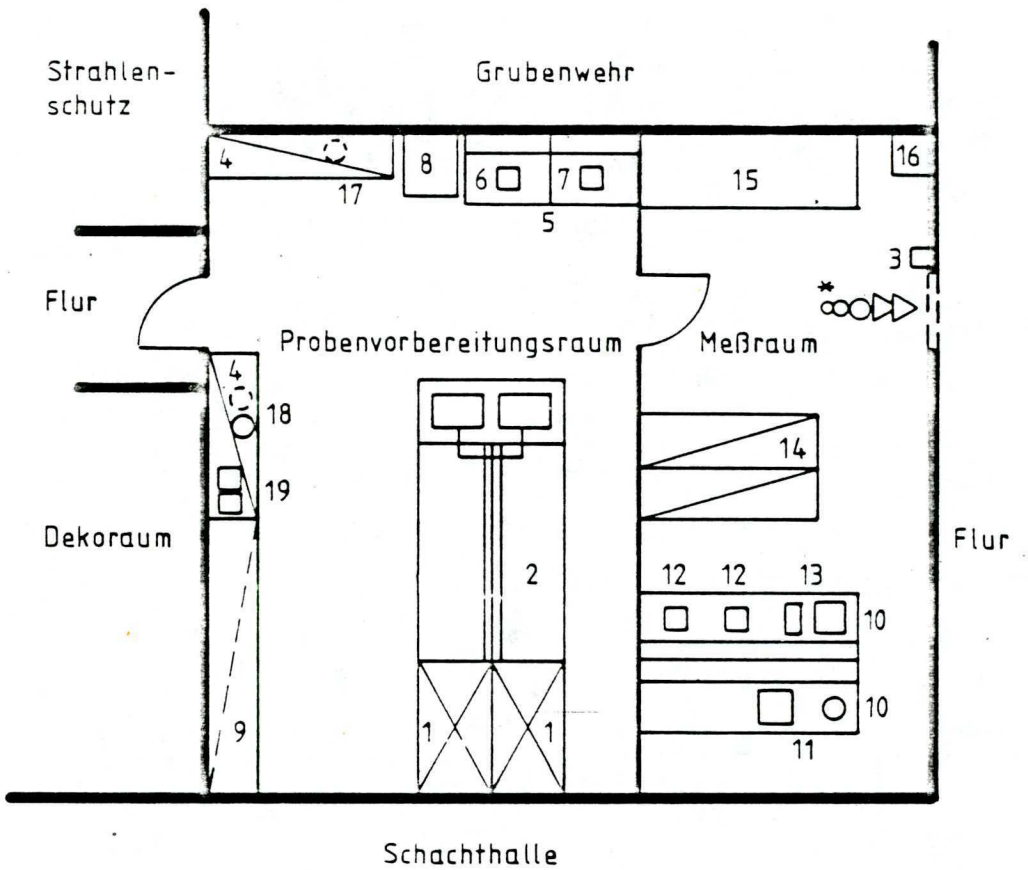
Sollten derartige Arbeiten intern durchgeführt werden, ergibt sich ein zusätzlicher Aufwand für das Strahlenschutzlabor.

2.1.2.2 Auslegung

Das Strahlenschutzlabor besteht aus zwei direkt nebeneinanderliegenden Räumen, die miteinander durch eine Tür sowie eine Durchreiche verbunden sind (vergl. Fig. 2.1.2-1). Ein Raum dient zur Probenvorbereitung und ist dementsprechend mit den dazu erforderlichen Anschlüssen, Einrichtungen und Geräten ausgerüstet. In diesem Raum ist auch die für eine naßchemische Probenvorbereitung notwendige technische Infrastruktur vorhanden. Dazu gehören u. a.

- zwei Isotopenabzüge
- Anschlüsse für Wasser, Gas, Strom und Druckluft

Der zweite Raum dient ausschließlich als Meßraum. In diesem Raum sind nur Stromabschlüsse vorgesehen. Die Trennung vom Probenvorbereitungsraum erfolgt, damit die Meßgeräte nicht durch aggressive chemische Reagenzien beschädigt oder durch Kontamination in ihrer Empfindlichkeit beeinträchtigt werden können.



1	Isotopenabzüge	11	γ - Spektroskopie - Meßplatz
2	Labortisch mit Spüle	12	Personendosimeter - Auswertegeräte
3	Kontaminationsmonitor	13	α,β - Meßplatz
4	Geräteschränke	14	Karteischrank
5	Waagentisch	15	Schreibtisch
6	Tafelwaage	16	Stahltresor
7	Analysenwaage	17	β,γ - Dosisleistungsmeßgerät
8	Kühlschrank	18	Low-level-Dosisleistungsmeßgeräte
9	Regal	19	Personendosimeter - Kalibriergeräte
10	Arbeitstische		

Fluchtweg

Fig. 2.1.2-1: Strahlenschutzlabor

Der Platzbedarf des Strahlenschutzlabors wird durch die im Labor unterzubringenden Einrichtungen bestimmt. Die Minimalbreiten von Verkehrs- und Bedienflächen zwischen Arbeitstischen und z. B. den Tischen zur Aufstellung der Meßplätze werden nach DIN 12922 bemessen.

Der Flächenbedarf für Meß- und Probenvorbereitungsraum beträgt zusammen ca. 100 m².

Raumaufteilung und Einrichtung sind in Abbildung 2.1.2-1 dargestellt bzw. angegeben.

Radioaktive Stoffe befinden sich im Strahlenschutzlabor nur in geringen Mengen als Meßproben in flüssiger oder fester Form bzw. als Standards.

2.1.2.3 Funktion des Labors

Im Meßraum werden alle strahlenschutzrelevanten Messungen und Auswertungen durchgeführt. Die bei einigen Proben notwendige naßchemische Vorbereitung findet im Probenvorbereitungsraum statt.

Folgende routinemäßigen Aufgaben werden im Bereich des Strahlenschutzlabors durchgeführt:

- die Auswertung und Regenerierung der nichtamtlichen Personen-Dosimeter,
- die Sammlung und der Versand der amtlichen Personen-Dosimeter,
- die Aufbewahrung der Strahlenschutzkartei,
- die Bestimmung der α-β-Aktivität von Meßfiltern der Raumluft- und kontinuierlichen Fortluftüberwachung sowie von Wischtests,
- Bestimmung der nuklidspezifischen α- und γ-Aktivität vorgenannter Meßfilter und Wischtests,
- die α-β-γ-Aktivitätsbestimmung und Nuklidbilanzierung des Abwassers und
- das Kalibrieren und Warten der transportablen Strahlenschutzmeßgeräte und der nichtamtlichen Dosimeter.

Um diese Aufgaben wahrnehmen zu können, sind im Meßraum mindestens folgende Meßgeräte und Einrichtungen erforderlich:

- 1 α-,β-Meßplatz mit automatischem Probenwechsler. Proben Ø 60 - 200 mm
- 1 γ-Spektroskopie-Meßplatz
- 1 Kontaminationsmonitor (tragbar)
- 1 β-,γ-Dosisleistungsmeßgerät
- 2 Personendosimeter-Auswertegeräte (Stab-Dosimeter)
- 2 Low-level-Dosisleistungs-Meßgeräte
- 2 Personendosimeter-Kalibriergeräte
- 2 Arbeitstische zur Aufstellung der Meßplätze
- 1 Schreibtisch
- 1 Karteischrank
- 1 Spezialschrank mit ausreichend dimensionierten Abschirmwänden und Stahltür zur Aufbewahrung von Standards

Der Probenvorbereitungsraum sollte mindestens ausgerüstet sein mit:

- 1 Tafelwaage
- 1 Analysenwaage
- 1 Wagentisch für Tafel- und Analysenwaage
- 1 Kühl/Gefrierschrank
- 2 Geräteschränken
- 1 Regal
- 1 Labortisch mit Spüle
- 2 Isotopenabzügen

Als Medien werden im Strahlenschutzlabor Strom, Frischwasser, N_2-flüssig und Methan/Argon benötigt.

2.1.3 Schachtförderanlagen

2.1.3.1 Schacht 1

Erzförderung

Die Gestellfördereinrichtung im nördlichen Trumm soll in der vorhandenen Auslegung weiterhin der Erzförderung zur Erstellung von Einlagerungshohlräumen dienen.

Für einen Erzanfall bei der Hohlraumauffahrung, der je nach Betriebsweise zwischen 5700 und 11400 Tonnen je Monat liegen kann, ist die Fördereinrichtung ausreichend und muß nicht verändert werden.

Förderung radioaktiver Abfälle

Aus betrieblichen Gründen wird die Erzförderung von der Einlagerung radioaktiver Abfallstoffe getrennt. Es wird für die Einlagerung das südliche Fördertrumm verwendet.

Jährlich sollen etwa 12.500 m³ Abfall eingelagert werden. Bei 200 Einlagerungsschichten je Jahr sind je Schicht 62,5 m³ einzulagern.

Angeliefert werden

- Paletten mit einer Grundfläche von ca. 2,3 m x 2,3 m mit 6 Stück 200 l-Fässern im Gewicht von insgesamt ca. 3,8 t.
- Paletten mit einer Grundfläche von ca. 2,3 m x 2,3 m mit 6 Stück 400 l-Fässern im Gewicht von insgesamt ca. 7,0 t.
- Verlorene Betonabschirmungen mit 200- und 400 l-Innenbehältern von bis zu ca. 9 t.
- Großkomponenten mit Abmessungen von ca. 2,0 m x 2,0 m Grundfläche und Gewichten von bis zu 20,0 t.

Der Querschnitt im südlichen Fördertrumm erlaubt den Einbau einer Förderung für einen Großraumkorb mit 2,4 m x 2,4 m Grundfläche und ein schmal gehaltenes Gegengewicht. Der Korb hat eine nutzbare Höhe von 4 m. Zur besseren Ausnutzung kann ein Etagengestell eingesetzt werden.

Die vorhandene Fördermaschine ist nur für 4,6 Tonnen Nutzlast ausgelegt und kann nicht für eine benötigte Last von 24 Tonnen umgebaut werden. Für den südlichen Teil des Schachtes ist daher eine neue Förderanlage notwendig.

Die Zweiseiltreibscheibe wird von einem direkt gekuppelten Elektrogleichstrommotor angetrieben, der über Gleichrichteranlagen aus dem vorhandenen 6 kV-Netz versorgt wird.

Steuerung und Regelung werden so ausgelegt, daß Hand- und Automatikbetrieb möglich sind.

Die Fahrgeschwindigkeit wird 8 m/s betragen.

Es wird eine hydraulische Scheibenbremse eingesetzt.

Bei dem vorhandenen Doppelstrebengerüst und dem Führungsgerüst brauchen keine Verstärkungen durchgeführt zu werden, da der Auslegung des Fördergerüsts je Fördertrumm eine Betriebslast von 72 Tonnen zugrundegelegt wurde.

Wegen des großflächigen Förderkorbes und des schmalen Gegengewichtes werden für den Förderkorb zwei Seilscheiben nebeneinander auf der unteren Fördergerüstbühne angeordnet. Die Seilscheiben für das Gegengewicht werden in Nord-Süd-Richtung versetzt auf der oberen und der unteren Bühne verlagert.

2.1.3.2 Schacht 2

Es ist nicht beabsichtigt, durch den Schacht Konrad 2 radioaktive Abfallstoffe in die Grube einzubringen. Der Schacht bleibt wie bisher zweiter fahrbarer Ausgang mit einer Fördermaschine für 10 t Nutzlast und dient als ausziehender Wetterschacht.

Diesen Aufgaben genügt die Schachtförderanlage in der bisherigen Art und Weise.

2.1.4 Einlagerungsgerät

Zur Einlagerung von schwachradioaktiven Abfällen werden über und unter Tage Fahrzeuge und Hebezeuge eingesetzt.

Ihre Auswahl erfolgt im Hinblick auf die Gegebenheiten an ihren jeweiligen Einsatzorten sowie auf die von ihnen zu verrichtenden Tätigkeiten. Dabei wurde die von den einzelnen Fahrzeugen und Hebezeugen maximal zu bewältigende Tagesmenge an Abfallgebinden berücksichtigt.

Die über Tage einzusetzenden Einlagerungsgeräte sind in Kapitel 2.1.1 beschrieben.

2.1.4.1 Hebezeuge

Für den Einlagerungsbetrieb werden Hebezeuge eingesetzt am Füllort der 1100 m-Sohle und eventuell in den Einlagerungskammern.

Entladekran am Füllort

Mit dem Entladekran am Füllort der 1100 m-Sohle werden Kastenbehälter aus dem Förderkorb entladen und auf das Streckentransportfahrzeug gesetzt. Der Kran gleicht in seiner Ausführung dem Schachthallenkran im Südfeld der Schachthalle, der in Kapitel 2.1.1.3 beschrieben ist.

Portalkran in der Einlagerungskammer

Zum Abheben der Kastenbehälter von den Streckentransportfahrzeugen wird eventuell ein Portalkran in der Einlagerungskammer eingesetzt. Er ist abschnittsweise umsetzbar. Die aufgenommenen Abfallgebinde werden an einen Gabelstapler übergeben.

Der Portalkran wird für eine maximale Hublast von 20 t ausgelegt und ist für die zu hantierenden Lasten ausreichend bemessen. Bei dem Portalkran handelt es sich um einen Vollportalkran in Trägerbauweise. Für den vorgesehenen Verwendungszweck wurde ein Einträgerkran ohne seitlich überkragende Katzfahrbahn gewählt. Der An-

trieb der Laufkatze und des Hubwerkes erfolgt durch Elektromotore. Die Auswahl der Unterkonstruktion wurde im Hinblick auf leichte Demontierbarkeit vorgenommen.

Bei einem Einsatz des Portalkrans ist außerdem ein 20 t-Gabelstapler zur Stapelung der Abfallgebinde erforderlich.

2.1.4.2 Stapelfahrzeuge

Die für den Einlagerungsbetrieb zu verwendenden Gabelstapler werden am Füllort der 1100 m-Sohle und in den Einlagerungskammern eingesetzt.

12 t-Gabelstapler

Die 12 t-Gabelstapler werden am Füllort der 1100 m-Sohle und in den Einlagerungskammern eingesetzt. Sie können wahlweise mit einem Lasthaken oder einer Faßklammer ausgerüstet werden. Sie sind baugleich mit den über Tage eingesetzten 12 t-Gabelstaplern, die in Kapitel 2.1.1.3 beschrieben sind.

Einsatz am Füllort:

Am Füllort der 1100 m-Sohle werden mit Hilfe des dort verwendeten Staplers Paletten, Verlorene Betonabschirmungen und kleinere Kastenbehälter aus dem Förderkorb gehoben und auf das Streckentransportfahrzeug gestellt. Mit dem Stapler werden ebenfalls leere Paletten vom Streckentransportfahrzeug abgehoben, auf dem Abstellplatz abgestellt und zum Transport nach über Tage in den Förderkorb eingesetzt.

Der Einsatz des Staplers bedingt eine Vergrößerung des Füllorts.

Einsatz in den Einlagerungskammern:

In den Einlagerungskammern werden mit den dort eingesetzten Gabelstaplern Paletten, Verlorene Betonabschirmungen und Kastenbehälter von den Streckentransportfahrzeugen abgeladen. Die Paletten werden mit dem Stapler entleert und zum Rücktransport nach über Tage auf das Streckentransportfahrzeug geladen.

Die Stapler werden auch für die Stapelung der Abfallgebinde verwendet.

Die Stapler sind hinsichtlich ihrer äußeren Abmessungen und Wendekreise nur dann geeignet, wenn seitliche Örter zum Wenden eingerichtet werden.

20 t-Gabelstapler

Es können bei der Einlagerung von Kastenbehältern verschiedene Alternativen betrachtet werden.

Ein 20 t-Gabelstapler wird nicht benötigt, wenn die Entladung der Kastenbehälter vom Streckentransportfahrzeug und die Einlagerung mittels Kranfahrzeug erfolgt.

Wenn für die Einlagerungskammern ein 20 t-Gabelstapler vorgesehen wird, kann dieser auch anstelle eines 12 t-Gabelstaplers in der Einlagerungskammer zum Entladen der Streckentransportfahrzeuge und zum Stapeln der Abfallgebinde verwendet werden.

Der beispielhaft gewählte Gabelstapler kann wahlweise mit einem Lasthaken oder einer Faßklammer ausgerüstet werden. Das Fahrzeug ist luftbereift.

Es genügt den Vorschriften der zuständigen Bergbehörde.

Hinsichtlich seiner äußeren Abmessungen ist er für einen Einsatz in der Einlagerungskammer nur dann geeignet, wenn seitliche Örter zum Wenden eingerichtet werden.

Bei geeigneter Gestaltung der Streckentransportfahrzeuge ist es unter Umständen möglich, die großen Kastenbehälter mit dem 20 t-Gabelstapler zu entladen und zu stapeln, so daß der Portalkran bzw. das Kranfahrzeug entfallen könnten.

Der Stapler hat folgende Abmessungen:

größte Breite	3,1 m
größte Höhe	3,8/5,8 m
größte Länge	6,2 m (ohne Gabel)

Seine Motorleistung beträgt 157 kW (210 PS).
Der Wetterbedarf liegt bei 534 m³/min.
Der Gabelstapler hat einen Wenderadius von 5,8 m.

2.1.4.3 Kranfahrzeug

Mit dem in der Einlagerungskammer eventuell vorgesehenen Kranfahrzeug sollen die Kastenbehälter vom Streckentransportfahrzeug abgehoben und gestapelt werden.

Das beispielhaft ausgewählte Kranfahrzeug hat freistehend eine Tragfähigkeit von 22,5 t bei einer Ausladung von 3,0 m.

Der Abstand zwischen Lasthaken und Vorderseite des Fahrzeugs beträgt ca. 5,8 m.
Der Wenderadius liegt bei etwa 13,5 m.

Das Fahrzeug hat folgende Abmessungen

größte Breite 2,5 m (freistehend)
größte Höhe 3,3 m
größte Länge 13,0 m
Seine Motorleistung beträgt 188 kW (252 PS).
Der Wetterbedarf liegt bei 639 m³/min.

Hinsichtlich seiner äußeren Abmessungen ist das Fahrzeug für einen Einsatz in der Einlagerungskammer nur dann geeignet, wenn seitliche Örter zum Wenden eingerichtet werden. Diese Örter müssen etwa 12,0 m tief, 10,0 m breit und 4,5 m hoch sein.

Wegen der Notwendigkeit großer seitlicher Örter ist ein Kranfahrzeug unter Tage zur Einlagerung von radioaktiven Abfällen nur bedingt geeignet.

2.1.4.4 Streckentransportfahrzeug

Für den Transport der Abfallgebinde vom Füllort der 1100 m-Sohle bis zu den Einlagerungskammern zwischen der 4. und 5. Sohle sind Streckentransportfahrzeuge

mit 20 t Tragkraft vorgesehen. Kleinere, wendige Streckentransportfahrzeuge mit 10 t-Tragkraft können alternativ eingesetzt werden.

Die Fahrzeuge fahren mit einer mittleren Geschwindigkeit von 10 km/h. Für den Weg vom Füllort zur Einlagerungskammer benötigen sie etwa 25 Minuten.

Mit dem 20 t-Streckentransportfahrzeug sollen Verlorene Betonabschirmungen und Kastenbehälter mit Gewichten bis zu 20 t vom Füllort der 1100 m-Sohle zu den Einlagerungskammern gebracht werden.

Das Fahrzeug ist als Knicklenker mit einer Ladefläche von ca. 3,2 m x 5,0 m konzipiert. Die Ladefläche ist zwischen den Radkästen auf 2,1 m eingeengt.

Auf die Ladefläche passen bei einlagiger Stapelung

- 1 Palette mit 200 l- oder 400 l-Fässern
- 10 Verlorene Betonabschirmungen mit 200 l-Fässern,
- 6 Verlorene Betonabschirmungen mit 400 l-Fässern oder
- 1 Kastenbehälter 2 m x 2 m x 4 m.

Vom Gewicht her können maximal geladen werden

- 5 Paletten mit 200 l-Fässern,
- 3 Paletten mit 400 l-Fässern,
- 6 Verlorene Betonabschirmungen mit 200 l-Fässern von je 3 t,
- 2 Verlorene Betonabschirmungen mit 400 l-Fässern von je 9 t oder
- Kastenbehälter u. ä. bis 20 t.

Eine Entladung der Kastenbehälter mittels Gabelstapler ist nicht möglich, da der Stapler die Kastenbehälter nicht von der Seite her aufnehmen kann. Hierzu wäre es notwendig, das Fahrzeug oder den Kastenbehälter zu modifizieren.

Die Ladefläche des 20 t-Streckentransportfahrzeuges kann so modifiziert werden, daß mehrere Paletten transportiert werden können. Dadurch können bis zu 3 Paletten mit 400 l-Fässern bzw. bis zu 5 Paletten mit 200 l-Fässern geladen werden.

2.1.5 Beurteilung der vorhandenen Förderwege

In diesem Kapitel werden die vorhandenen Förderwege beschrieben und beurteilt. Erforderliche Änderungen werden angegeben.

2.1.5.1 Förderwege über Tage

Förderwege auf dem Bergwerksgelände

Schienenwege:

Zum Antransport der einzulagernden radioaktiven Abfälle und zum Abtransport des geförderten Erzes ist ein Eisenbahnanschluß vorhanden, der zum Eisenbahnnetz der Verkehrsbetriebe der Stahlwerke Peine-Salzgitter AG gehört. Er ist ein öffentlicher Eisenbahnanschluß. Im bergbehördlichen Sinn handelt es sich um eine Grubenanschlußbahn.

Der Werksbahnanschluß umfaßt auf dem Bergwerksgelände das Entladegleis und das Erzverladegleis mit einem Rangiergleis.

Über das Entladegleis ist eine Anlieferung radioaktiver Abfälle möglich.

Das Entladegleis verläuft durch die zu errichtende Entladestation. Aus Gründen der Dekontaminierbarkeit ist eine Veränderung des Gleisunterbaus notwendig. Darüber hinaus wird auch für das Entladegleis ein Rangiergleis für notwendig erachtet.

Am Schacht 2 existiert ein Gleisanschluß von der Hütte her.

Straßen:

Die Schachtanlage Konrad 1 ist über eine voll ausgebaute Kreisstraße mit Stichstraße auch mit schweren Lasten anfahrbar.

Ober die Werksstraße kann das angelieferte Lagergut bis zur Schachthalle gebracht werden.

Für die zu errichtende Entladestation fehlt ein Straßenanschluß.

Im Bereich der geplanten Entladestation muß daher das Straßennetz ausgebaut und erweitert werden. Insbesondere sind erforderlich:
- eine LKW-Zufahrt zur Entladestation mit ausreichender LKW-Rangierfläche und
- eine Umfahrung der Entladestation, damit Lastkraftwagen den Werkstattbereich erreichen können.

Bei der Planung der Straßen auf dem Werksgelände wird § 1 der Durchführungsverordnung zur Niedersächsischen Bauordnung beachtet, damit Feuerwehrfahrzeuge die geplante Entladestation erreichen können.

Wasserstraßen:

Unmittelbar am Schacht Konrad 2 führt der Stichkanal des Mittellandkanals vorbei. Eine Entlademöglichkeit ist im nahe gelegenen Hafen gegeben. Angeliefertes Lagergut kann von dort sowohl über die Straße als auch über die Schiene zur Schachthalle auf dem Bergwerksgelände gebracht werden.

Förderwege innerhalb der Schachthalle

Erzförderbetrieb:

Das Erz kommt in Förderwagen im nördlichen Schachtteil nach übertage. Die Förderwagen werden vom Gestellkorb abgeschoben und über eine Verschiebebühne zum Wipper gebracht und entladen. Der leere Wagen wird zur Verschiebebühne der Leerseite geführt und von dort wieder aufgeschoben.

Der schienengebundene Wagenumlauf ist ausreichend für eine Tagesförderung bis zu 3000 Tonnen Erz. Da bei der Verwendung der Grube als Endlagerstätte zur Erstellung von 120000 m³ Hohlraum pro Jahr monatlich nur zwischen 5700 und 11400 Tonnen Erz gefördert werden müssen, ist die vorhandene Anlage ausreichend bemessen.

Der vorhandene Platz in der Schachthalle genügt für die Durchführung von Wartungs- und Reparaturarbeiten an den Anlagen.

Das am Wipper entladene Erz wird mittels Schubspeiser auf ein Gummigurtförderband geschoben und zur Sieb- und Brechanlage gefördert.

Von der Sieb- und Brechanlage kommt das zerkleinerte Erz über ein Förderband zur Verladung am Erzverladegleis.

Die vorhandene Anlage ist ausreichend bemessen.

Der nördliche Schachthallenbereich für die Erzförderung ist z. Z. nicht vom südlichen Bereich für den Einlagerungsbetrieb räumlich abgetrennt. Unter solchen Verhältnissen ist bei gleichzeitiger Einlagerung von radioaktiven Stoffen und Erzförderung eine Staubentwicklung in der gesamten Schachthalle vorhanden.

Bei der jetzigen Anordnung des Förderbandes in der Schachthalle kann eine Kontamination nicht ausgeschlossen werden. Eine Dekontamination dieser Einrichtung ist jedoch kaum möglich.

Das Konzept der Trennung von Abfalltransport und Erzförderung im Endlagerbetrieb kann mit der derzeitigen Anordnung nicht erreicht werden.

Um diese räumliche Trennung des Einlagerungsbetriebes vom Erzförderbetrieb zu erreichen, ist es notwendig, die im Südfeld der Schachthalle teilweise unter, teilweise über Flur laufende vom Wipper abfördernde Bandanlage gleichzeitig mit der Sieb- und Brechanlage zu verlegen. Hierzu wird der unter dem Wipper befindliche Schubspeiser um 90° gedreht, so daß er in Längsrichtung auf das neue, nach Osten hin abziehende Gummigurtförderband aufgibt. Dieses Band wird mit leichtem Ansteigen unter dem Niveau der zu errichtenden Entladestation geführt. In dieser neu zu errichtenden Anlage führt ein nach Norden hin gerichtetes Zwischenband das Erz dem Vorbrecher zu. Das gebrochene Gut wird über ein weiteres Band zum Schwingsieb transportiert. Das Unterkorn wird über ein Band abgezogen und kommt zur Verladung. Grobstückiges Gut wird in zwei Feinbrechern nachbehandelt und geht erneut auf das Schwingsieb.

Einlagerungsbetrieb:

Zum Entladen von Waggons oder Lastkraftwagen steht der aus der Schachthalle heraus über das Gleis fahrbare Brückenkran mit einer Tragkraft von 35 t zur Verfügung. Dieser Kran bringt das Material bis vor den Schacht. Der Förderweg ist ausreichend bemessen.

Waggons und Lastkraftwagen können an der Ostseite der Schachthalle auch mit Hilfe von Gabelstaplern oder Mobilkränen entladen werden. Diese Fahrzeuge bringen dann das Lagergut durch die Schachthalle direkt in den Förderkorb.

Das Lagergut wird im Südfeld der Schachthalle bewegt. Dieser Bereich ist nur 6,5 m breit. Der derzeitige Schachthallenboden ist nicht für die Befahrung mit schweren Fahrzeugen (Gesamtgewicht größer 20 t) geeignet.

Im Bereich der teils unter, teils über Flur quer zum Förderweg verlaufenden Bandanlage läßt sich nur eine etwa 3 m breite Oberfahrt einrichten, was den Transport mit Fahrzeugen stark einschränkt. Durch den Umbau der Sieb- und Brechanlage steht die volle Fahrbahnbreite von ca. 6,5 m zur Verfügung.

2.1.5.2 Förderwege in den Schächten

Grundsätzlich stehen für die Förderung von Erz und Abfallgebinden die beiden Schächte Konrad 1 und 2 zur Verfügung. Der Schacht 1 ist entsprechend dem existierenden Bergwerkskonzept für die Erzförderung eingerichtet. Eine Umstellung der Erzförderung auf den Schacht 2 ist nur mit einer grundsätzlichen Änderung des Bergwerksbetriebes möglich und aus betriebswirtschaftlichen und terminlichen Gründen nicht vertretbar.

Gegen eine Nutzung des ausziehenden Wetterschachtes Konrad 2 (Wetter aus Auffahrungs- und Einlagerungsbereichen) sprechen insbesondere

- zusätzliche Strahlenbelastung des Betriebspersonals infolge möglicherweise kontaminierter Abwetter
- erhöhte Strahlenbelastung der Umgebung bei Störfällen im Schachtbereich

- Kondenswasserniederschlag an Abfallgebinden
- Neubau des gesamten Fördergerüstes für die Förderung von Abfallgebinden bis zu 20 t Gewicht.

Daher wird für einen zukünftigen Endlagerbetrieb in der Schachtanlage Konrad die Förderung von Erz und Abfallgebinden im Schacht 1 aus sicherheitstechnischen, betriebswirtschaftlichen und terminlichen Gründen festgelegt (vergl. Kap. C 3.1). Das Konzept sieht eine räumliche Trennung der Erz- und Abfallförderung im Schacht 1 vor.

Die Gestellförderung im nördlichen Trumm und die Förderung im südlichen Trumm sind zur 1200 m-Sohle eingebunden. Sie haben Zwischenanschläge zur 1000- und zur 1100 m-Sohle.

Die Erzförderung geschieht über die 1200 m-Sohle im nördlichen Fördertrumm. Da keine Änderungen an den Förderkörben notwendig sind, können auch die Schachteinbauten unverändert bleiben.

Im südlichen Trumm befindet sich die Gestellförderung mit zwei zweietagigen Körben, die jedoch nicht für die Einlagerung radioaktiver Abfälle verwendet werden sollen.

Es wird ein Großraumförderkorb zur Aufnahme von radioaktiven Abfällen eingebaut. Die notwendigen Umbauten und Änderungen sind in Kapitel C 3.1 beschrieben.

2.1.5.3 Förderwege unter Tage

Förderwege unter Tage für Erz und Berge

Eisenerz fällt an
- beim Auffahren von Hohlräumen zur Einlagerung von radioaktiven Abfällen,
- bei der Erweiterung von vorhandenen Strecken zur Einlagerung von radioaktiven Abfällen,
- beim Bohren von Wetterlöchern,

- beim Auffahren von Wetterstrecken, Ausrichtungsstrecken und Vorrichtungsstrecken, die später als Transportwege für die Einlagerung radioaktiver Abfälle benutzt werden und
- bei der Instandhaltung bestehender Strecken.

Berge fallen an beim Nachreißen und Auffahren von Strecken im Nebengestein.

Die Grubenbahnanlage ist für eine tägliche Erzförderung von bis zu 3000 Tonnen ausgelegt. Da bei der Verwendung der Grube als Endlagerstätte nur zwischen 5700 und 11400 Tonnen Eisenerz monatlich gefördert werden, ist die vorhandene Anlage ausreichend bemessen.

Förderwege unter Tage für die Einlagerung radioaktiver Abfälle

Die zunächst geplanten Einlagerungskammern liegen unterhalb der 4. Sohle (Feldesteil 2 vergl. Fig. C 3.4-1). Das Lagergut wird deshalb durch den Schacht 1 zum 1100 m-Füllort gebracht und von dort über die 1100 m-Sohle abwärts über die Rampe in die Einlagerungskammer transportiert.

Am Füllort der 1100 m-Sohle fehlt z. Z. ein Hebezug zum Entladen großer Gebinde.

Der zur Verfügung stehende Platz reicht nicht aus, um die Einlagerungsfahrzeuge zu be- und entladen, und um leere Paletten absetzen zu können. Daher ist es erforderlich, das Füllort zu verbreitern und auf eine Höhe von 12 m auszubauen.

Auf der 1100 m-Sohle sind Gleise verlegt. Da für die Einlagerung gleisloser Verkehr vorgesehen ist, ist in der 1100 m-Sohle die Gleisanlage zu entfernen.

Zum Transport der radioaktiven Abfälle sollen dieselgetriebene Förderfahrzeuge mit Eigengewichten bis etwa 26 Tonnen eingesetzt werden. Die maximal zu transportierenden Gewichte liegen bei 20 Tonnen für die Großbehälter.

Für diese Fahrzeuge sind die Strecken und die Rampe an verschiedenen Stellen zu schmal.

Die Verwendung der 1100 m-Sohle und der im Lager aufgefahrenen Rampe zur 1200 m-Sohle als Zufahrt erfordert daher, daß dieser Fahrweg noch in Teilstücken neu durchgebaut und auf den für die Fahrzeuge notwendigen Querschnitt von etwa 25 m² bei einer Fahrbahnbreite von 5 - 6 m erweitert wird.

Diese Fahrbahnbreite reicht zum gefahrlosen Passieren zweier Einlagerungsfahrzeuge nicht aus. Es wird deshalb vorgeschlagen, Ausweichstellen einzurichten und eine Ampelanlage zu installieren.

Bisherige Erfahrungen haben gezeigt, daß die Steigung der Rampe von bis zu 20 % auch von Großfahrzeugen problemlos bewältigt werden können.

Bei der vorgesehenen Einlagerungsfrequenz von 5 Fahrten je Stunde und einer Weglänge von etwa 1500 m zwischen Füllort und Einlagerungskammer scheinen Ausweichstellen in einem Abstand von 300 m ausreichend.

Weiterhin ist ein Wenden aller vorgesehenen Einlagerungsfahrzeuge sowie das seitliche Entladen großer Komponenten bei einem Querschnitt der Einlagerungskammer von 40 m² und einer Fahrbahnbreite von 7 m unmöglich.

In der Einlagerungskammer müssen deshalb entweder seitliche Örter je nach gebirgsmechanischen Möglichkeiten ausgesetzt werden, in die Entladefahrzeuge, wie Stapler oder Kranfahrzeuge, zum seitlichen Entladen der Transportfahrzeuge rückwärts hineinfahren können oder es muß eine verrückbare Portalkrananlage aufgestellt werden.

Diese Entladestationen werden in Abständen von etwa 100 m eingerichtet.

Eine Trennung des Abfalltransportes vom Erzförderbetrieb ist mit diesem Konzept gewährleistet.

2.2 Brandschutzkonzept über Tage

In den baulichen Anlagen über Tage wird die Verwendung von brennbaren Stoffen weitgehendst vermieden. Trotzdem sind einige Brandgüter vorhanden. In diesem Kapitel werden die Brandgüter angegeben, die Brandbelastung abgeschätzt, mögliche Brandursachen aufgezeigt, die passiven und aktiven Brandschutzmaßnahmen aufgeführt sowie die Flucht- und Rettungswege angegeben.

2.2.1 Brandgüter

In der Entladestation und der Schachthalle können in Brand geraten:
- Fahrzeuge
- Einrichtungsgegenstände und Installationsmaterial
- Dekontaminations- und Verpackungsmaterial
- Lagergut

Fahrzeuge

Es können brennen
- an den Waggons der Deutschen Bundesbahn die hölzernen Aufbauten,
- an den Lastkraftwagen der Treibstoff, die Reifen, die Abdeckplanen und die hölzernen Aufbauten, Lacke, Kunststoffe,
- an den Gabelstaplern der Treibstoff, die Reifen, die Schmiermittel und das Hydrauliköl sowie Lacke und Kunststoffe

Einrichtungsgegenstände und Installationsmaterial

Es wird auf die Verwendung brennbarer Einrichtungsgegenstände, z.B. aus Holz oder Kunststoff weitgehend verzichtet.

Die Menge an Installationsmaterial wie Kabel aus Gummi, PVC u. ä. ist vergleichsweise gering.

Dekontaminations- und Verpackungsmaterial

In der Entladestation wird im wesentlichen mit folgenden brennbaren Dekontaminations- und Verpackungsmaterialien gearbeitet:
- Papier zum Reinigen und Abdecken,
- Putztücher und Putzwolle,
- Folien zum Abdecken und Verpacken sowie
- Aceton zum Dekontaminieren.

Lagergut

In Brand geraten können
- in Bitumen fixierte Abfälle und
- verpreßte brennbare Abfälle aus Papier, Kunststoff, Holz, Gummi usw.

2.2.2 Brandbelastung

Zur Abschätzung der Brandgefahr wird die Brandlast in Tabelle 2.2.2-1 ermittelt.

Hierbei wird davon ausgegangen, daß sich vier Bundesbahnwaggons, ein Lastkraftwagen und ein Gabelstapler gleichzeitig in der Entladestation befinden.

Die Brandlast der Einrichtungsgegenstände, Lacke, Kunststoffe, Installations-, Dekontaminations- und Verpackungsmaterial wird vernachlässigt.

Bei der Ermittlung der Brandlast durch das Lagergut wird die täglich einzulagernde Gesamtmenge betrachtet, wobei alternativ diese Menge einmal als bituminierter Abfall, das andere Mal als verpreßter brennbarer Abfall angenommen wurde.

Diese Annahmen sind konservativ.

Es ergibt sich für bituminierte Abfälle als maximale Brandlast ca. 1210 $MJ \cdot m^{-2}$ (336 $kWh \cdot m^{-2}$).

lfd. Nr.	Inventar		Art des Brandgutes	Gesamt-menge M	oberer Heizwert Ho	Grundfläche des Raumes F	Brandlast aus der Gesamtmenge $Q=M \cdot Ho \cdot F^{-1}$	
				kg	$MJ \cdot kg^{-1}$	m^2	$MJ \cdot m^{-2}$	$kWh \cdot m^{-2}$
1	4 DB-Waggons	Aufbauten	Holz	3564	18,8		29,2	8,1
2	1 Lastkraftw.	Aufbauten	Holz	540	18,8		4,4	1,3
			Trevira	42	33,5		0,6	0,2
		Bereifung	Gummi	717	41,9		13,2	3,6
		Treibstoff	Dieselöl	336	41,9		6,1	1,7
		Schmieröle	Maschinenöl	17	41,9		0,3	0,1
							Σ 24,6	6,9
3	1 Gabelstapler	Bereifung	Gummi	564	41,9		10,3	2,9
		Treibstoff	Dieselöl	143	41,9		2,6	0,7
		Schmieröle	Maschinenöl	68	41,9		1,2	0,3
		Hydrauliköl	Maschinenöl	143	41,9		2,6	0,7
							Σ 16,7	4,6
4		Summe 1 - 3				2 300	70,5	19,6
5	62,5m³ Lager-gut	Verpreßte, brennbare Abfälle	Papier, Pappe	26562	18,0		208,0	57,9
6	62,5m³ Lager-gut	bituminierte Abfälle	Bitumen	62500	41,9		1140,0	316,5
7		Summe 4 u.5					278,5	77,5
8		Summe 4 u.6					1210	336

Tab. 2.2.2-1 Brandlasten in der Entladestation

2.2.3 Brandursachen

Voraussetzung für das Entstehen eines Brandes ist das Vorhandensein einer Zündquelle in der Nähe des Brandgutes. Als Zündquelle kommen in Betracht:

- offene Feuer (Schweißflamme)
- Funken (Kurzschluß, statische Aufladung)
- Entzündungen an erwärmten Anlage- oder Fahrzeugteilen
- und Blitzschlag.

Diese Zündquellen werden weitgehend durch geeignete Maßnahmen ausgeschaltet. Trotzdem kann ein Brand nicht ausgeschlossen werden.

2.2.4 Passive Brandschutzmaßnahmen

Durch passive Brandschutzmaßnahmen wird der Entstehung und Ausbreitung von Bränden vorgebeugt. Sie ermöglichen darüber hinaus eine wirksame Durchführung der Löscharbeiten und die Rettung von Menschen.

Baustoffe

Bei der Entladestation und der Schachthalle werden keine leicht entflammbaren Baustoffe verwendet. Benutzt werden nur vom Oberbergamt als hinreichend feuerbeständig anerkannte Stoffe wie Stahl, Beton, natürliche und künstliche Steine, Glas usw.

Zufahrten

Die für den Löschangriff bestimmten Eingänge sind über die für Feuerwehrfahrzeuge befahrbaren Zufahrten und Umfahrten erreichbar. Die Aufstell- und Bewegungsflächen für die Feuerwehr sind ausreichend groß.

In Anlehnung an § 1 der DVN BauO (GVBl 1976) müssen die Zufahrten zur Entladestation bzw. zur Schachthalle mindestens 3 m breit sein. Die vorhande-

nen Kurven auf dem Gelände können mit einem Außenradius von über 15 m angelegt werden. Mindestens 10 m vor der Kurve muß die Zufahrtsstraße auf 5 m verbreitert werden. Das Gelände läßt eine durchgehende Fahrbahnbreite von 5 m zu (Fig. 2.2.4-1).

Die Zufahrten werden so befestigt, daß sie mindestens von 16 t schweren Feuerwehrfahrzeugen mit einer Achslast von 11 t befahren werden können.

Brandabschnitte

Die zunächst in § 30 der N BauO (GVBl 1976) innerhalb von Gebäuden in Abständen von höchstens 40 m geforderten Brandwände sind nicht realisierbar. Die Entladestation und der südliche Schachthallenbereich bilden zusammen einen einzigen Brandabschnitt mit einer Fläche von 2300 m².

Der südliche Schachthallenbereich wird an der Westseite mit einer Feuerschutztür vom Kontrollbereichszugang abgetrennt. Die Abtrennung zwischen nördlichem und südlichem Schachtbereich wird als Brandwand ausgeführt.

Elektrische Einrichtungen

Bei der Auswahl der elektrischen Anlagenteile werden ebenfalls vorbeugende Brandschutzmaßnahmen berücksichtigt. Es werden weitgehend stahlblechgekapselte Schaltanlagen installiert und zur Herstellung von Kabelpritschen werden nur nicht brennbare Stoffe verwendet.

Blitzschutzeinrichtungen

Die Entladestation und die Schachthalle werden mit einer Blitzschutzanlage versehen, die nach den Allgemeinen Blitzschutzbestimmungen des Ausschusses für Blitzableiterbau e.V. errichtet und betrieben wird.

Schutz der Grubenbaue gegen einziehende Brandgase

Zum Abdichten des einziehenden Wetterschachtes sind gemäß § 276 der ABVO (Nds. MBl 1971) schnell schließbare Schachtklappen vorhanden.

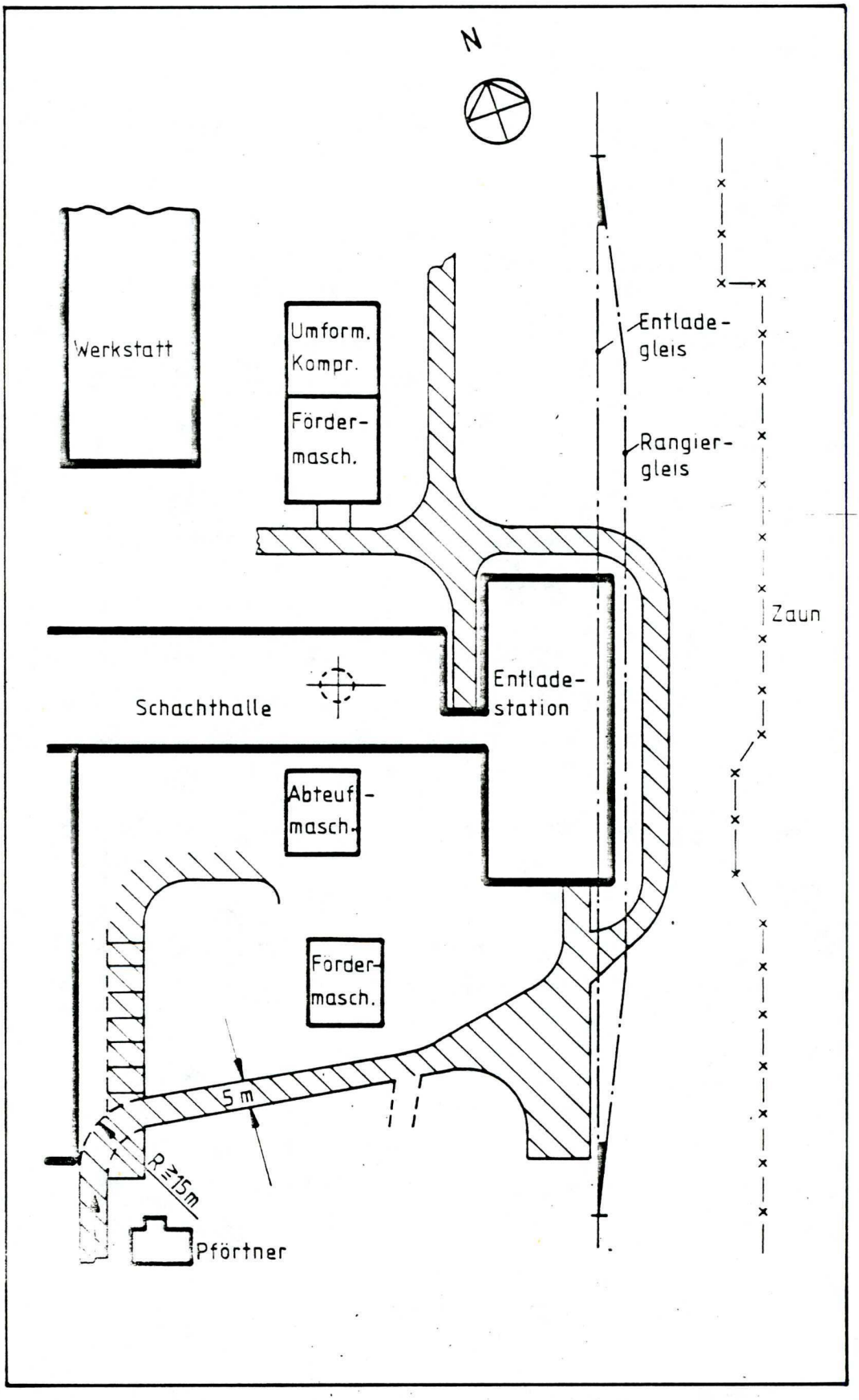


Fig. 2.2.4-1 Zufahrt zur Entladestation

2.2.5 Aktive Brandschutzmaßnahmen

Die aktiven Brandschutzmaßnahmen gewährleisten im Brandfall die effektive Brandbekämpfung.

Brand- und Rauchmeldeeinrichtungen

In Anlehnung an die Beschreibung der gegenwärtigen Praxis zu den Sicherheitskriterien für Kernkraftwerke des Instituts für Reaktorsicherheit (BMI 1981), werden Brand- und Rauchmeldesysteme vorgesehen.

Die handbetätigten Feuermelder werden in der Entladestation am Ausgang zur Schachthalle, den beiden Fluchttüren, die in das Freie führen, und in der Schachthalle am westlichen Ausgang vorgesehen.

Sie werden 1.40 m über den Fußboden angeordnet. Die Leitungen werden mit Ruhestrom auf Drahtbruch und Erdschluß überwacht. Die eingebaute Überwachung ermöglicht es, die regelmäßigen Prüfungen auf einfache Weise durchzuführen.

Außer den handbetätigten Feuermeldern werden automatische Brand- und Rauchmeldesysteme für die Entladestation und die Schachthalle vorgesehen.

Es werden optische Rauchmelder vorgeschlagen. Diese Melder geben einen Alarm in der Brandmeldezentrale (Pförtnerhaus).

Feuerlöschsysteme

Aufgrund des § 277 ABVO (Nds. MBl 1976) ist ein Feuerlöschplan vorhanden. Er wird in regelmäßigen Abständen, spätestens am Ende eines jeden zweiten Jahres, auf den neuesten Stand gebracht.

Es sind Feuerlöscheinrichtungen vorgesehen.

Der nächste Hydrant (unterirdisch) befindet sich zwischen dem nördlichen Fördermaschinenhaus und der Werkstatt.

An der Rasenhängebank des Schachtes 1 befindet sich ein Löschwasseranschluß.

Es wird empfohlen, zwei Überflurhydranten mit einer Anschlußnennweite von 100 mm an der Nord- und an der Südseite der Entladestation vorzusehen. Der Auslegung ist die DIN 3222 und das Arbeitsblatt W 331 "Hydrantenrichtlinie" (DVGW 1962) zugrundezulegen.

Die Löschwasserversorgung soll in Anlehnung an die Beschreibung der gegenwärtigen Praxis zu den Sicherheitskriterien für Kernkraftwerke des Instituts für Reaktorsicherheit (BMI 1981) wie folgt aufgebaut sein:

- es müssen Feuerlöschpumpen (notstromversorgt) 3 x 50 %, sowie eine Druckhaltepumpe vorhanden sein,
- es muß eine unerschöpfliche Wasserquelle zur Verfügung stehen,
- die Ringwasserleitung muß mindestens für ND 16 ausgelegt werden,
- die Löschwasserversorgung muß so ausgelegt werden, daß ein C-Rohr an der höchsten Entnahmestelle bei einem Fließdruck von 3,5 bar, zwei C-Rohre an beliebigen anderen Entnahmestellen, die größte Sprühflutanlage für ca. 10 Minuten sowie ein B-Rohr an einer ebenerdigen Entnahmestelle gleichzeitig versorgt werden können und
- an keiner ebenerdigen Entnahmestelle soll der Fließdruck bei voller Wasserentnahme unter den Wert von 3,5 bar absinken.

Die Böden der Schachthalle und der Entladestation werden so ausgebildet, daß das gesamte anfallende Löschwasser den Bereich der Entladestation bzw. der Schachthalle nicht unkontrolliert verlassen kann. Dazu werden die Gebäude mit einem Sumpf versehen.

In der Schachthalle sind 4 Pulverlöscher mit einer noch von der Bergbehörde festzulegenden Füllmenge bereitzuhalten.

In der Entladestation werden in der Nähe der Brandmelder Pulverlöscher angebracht.

Weitere mobile Löschgeräte befinden sich auf den Staplern. Es handelt sich hierbei um 10-kg-HRD-Pulverlöscher.

Die Löschwasserleitungen werden gemäß § 277 ABVO (Nds. MBl 1976) vierteljährlich, die Handfeuerlöscher jährlich auf ihre Verwendbarkeit geprüft.

Feuerwehr

Entsprechend § 278 ABVO (Nds. MBl 1976) leitet die Löscharbeiten bei Bränden über Tage der Betriebsführer, sofern nicht das Bergamt die Leitung übernimmt.

Kleinere Brände über Tage werden vom Bedienungspersonal gelöscht. Das Personal ist entsprechend ausgebildet und wird regelmäßig unterwiesen.

Bei größeren Bränden wird die Werksfeuerwehr der nahegelegenen Salzgitter-Hüttenwerke gerufen.

Darüber hinaus steht die Feuerwehr Salzgitter-Lebenstedt zur Verfügung.

Beide Feuerwehren werden nur unter Aufsicht des Strahlenschutzbeauftragten tätig.

Die Grubenwehr des Bergwerks wird für Brände unter Tage eingesetzt.

2.2.6 Angabe der Flucht- und Rettungswege

Fluchtwege

Bei Gefahr kann die Entladestation und der südliche Schachthallenbereich verlassen werden
- über den Kontrollbereichszugang in der Schachthalle und
- durch die Fluchttüren der Entladestation, die ins Freie führen.

Diese Fluchttüren schlagen nur in Fluchtrichtung auf und lassen sich von innen ohne fremde Hilfsmittel jederzeit leicht öffnen, solange sich Arbeitnehmer in der Anlage aufhalten. Die Fluchttüren befinden sich in der Entladestation

- an der Südseite als Schlüpftür im LKW-Tor und
- an der Nordseite als Schlüpftür im Gleistor.

Die Türen werden entsprechend § 35 N BauO (GVBl 1976) so angeordnet, daß der Fluchtweg von keiner Stelle der Halle aus, länger als 35 m ist.

Die Beleuchtung der Fluchtwege ist in Kapitel 2.1 beschrieben.

Bei Bränden über Tage verbunden mit der Gefahr einer größeren Aktivitätsfreisetzung werden die Schachtklappen des Schachtes 1 geschlossen. Das Grubenpersonal verläßt das Grubengebäude über den zweiten fahrbaren Ausgang (Schacht 2).

Rettungswege

Die Zugänge und Zufahrten zur Entladestation werden entsprechend § 1 N BauO (GVBl 1976) ausgeführt (vergl. Kapitel 2.1.6.4).

Im Gebäude sind Flucht- und Rettungswege identisch und gekennzeichnet.

Bei Gefahr können die Fluchttüren und Hallentore von außen geöffnet werden.

BMI 1981: Bundesminister des Innern. Beschreibung der gegenwärtigen Praxis zu den Sicherheitskriterien für Kernkraftwerke. - Sicherheitskriterium 2.7: Brand- und Explosionsschutz. Teilaspekt: Schutz von Kernkraftwerken gegen Brände internen Ursprungs. Institut für Reaktorsicherheit, Juli 1976.

DVGW 1962: Deutscher Verein der Gas- und Wasserfachmänner e. V.. Arbeitsblatt W 381 "Hydrantenrichtlinien des Deutschen Vereins der Gas- und Wasserfachmänner e. V."

GVBl 1976: Gesetz- und Verordnungsblatt. Allgemeine Durchführungsverordnung zur Niedersächsischen Bauordnung DVN Bau O vom 24. Juni 1976 (GVBl S. 141) mit Ausführungsbestimmungen zur Allgemeinen Durchführungsverordnung zur Niedersächsischen Bauordnung AB-DVN Bau O vom 4. Oktober 1976 (MBI S. 1956).

GVBl 1976: Gesetz- und Verordnungsblatt. Niedersächsische Bauordnung - N Bau O - vom 23. Juli 1973 (GVBl S. 259), geändert durch Gesetz vom 17. Dezember 1973 (GVBl S. 507), vom Dezember 1974 (GVBl S. 535), vom 12. Dezember 1975 (GVBl S. 420) und vom 10. Dezember 1976 (GVBl S. 318).

Nds. MBl 1976: Niedersächsisches Ministerialblatt. Allgemeine Bergverordnung über Untertagebetriebe, Tagebaue und Salinen (ABVO) vom 2. Februar 1966 (Nds.MBl. Nr. 15/1966 S. 337) mit Änderungen aufgrund der Verordnung zur Änderung der Allgemeinen Bergverordnung für Untertagebetriebe, Tagebaue und Salinen vom 10. Juni 1969 (Nds.MBl. Nr. 33/1969 S. 763) und der Zweiten Verordnung zur Änderung der Allgemeinen Bergverordnung über Untertagebetriebe, Tagebaue und Salinen vom 16. März 1971 (Nds.MBl. Nr. 11/1971 S. 338).

		Seite
3.	KERNTECHNISCHE ENDLAGERKONZEPTE FÜR SCHWACHRADIOAKTIVE KONTAMINIERTE ABFÄLLE UND STILLEGUNGSABFÄLLE	D 3- 1
3.1	Übertägige Betriebsabläufe	D 3- 1
3.1.1	Antransport auf dem Schachtgelände	D 3- 1
3.1.2	Übernahme	D 3- 3
3.1.3	Entladung und innerbetrieblicher Transport	D 3- 4
3.2	Schachtförderung und Transporte unter Tage	D 3- 7
3.2.1	Transport im Schachtbereich	D 3- 7
3.2.2	Transport unter Tage	D 3- 7
3.3	Handhabung und Stapelung in Endlagerkammern	D 3- 9
3.3.1	Einlagerung	D 3- 9
3.3.1.1	Einlagerung von Abfallgebinden auf Paletten	D 3- 9
3.3.1.2	Einlagerung von Verlorenen Betonabschirmungen	D 3- 9
3.3.1.3	Einlagerung von Kastenbehältern	D 3-11
3.3.2	Stapelung	D 3-11
3.3.3	Experimentelle Ermittlung des Zeitbedarfs für spezifische Einlagerungstätigkeit	D 3-12
3.4	Resthohlraumverfüllung und Abschluß der Lagerkammern	D 3-13
3.5	Sonderbetriebsvorgänge	D 3-13
3.5.1	Dekontamination über Tage	D 3-13
3.5.2	Pufferlagerung in der Entladestation	D 3-14
3.6	Personalbedarf	D 3-15
3.6.1	Personalbedarf über Tage	D 3-15
3.6.2	Personalbedarf unter Tage	D 3-15
	Literatur	D 3-17

3. Kerntechnische Endlagerkonzepte für schwachradioaktive Abfälle und Stillegungsabfälle

Im folgenden werden die kerntechnischen Einlagerungskonzepte für schwachradioaktive Abfälle und Stillegungsabfälle beschrieben. Der Einlagerungsbetrieb wird unterteilt in den Betriebsablauf über Tage, die Schachtförderung und den Transport unter Tage, die Handhabung und Stapelung in Endlagerkammern, die Resthohlraumverfüllung und Abschluß der Lagerkammern sowie Sonderbetriebsvorgänge. Der Personalbedarf wird grob abgeschätzt.

3.1 Übertägige Betriebsabläufe

Die übertägigen Betriebsabläufe sind in dem Schema Fig. 3.1-1 dargestellt.

3.1.1 Antransport auf dem Schachtgelände

Die radioaktiven Abfälle werden mit Bundesbahnwaggons und Lastkraftwagen angeliefert.

Ladung und Fahrzeug sind entsprechend den Vorschriften gekennzeichnet. Die Spezifikation der Ladung ist in den Warenbegleitpapieren festgehalten.

Die Ladung ist durch Transportsicherungen gegen Umkippen und Verrutschen gesichert.

Angeliefert werden Abfälle in

- 200 l- und 400 l-Rollreifen- oder Rollsickenfässern auf 6er-Paletten,
- Verlorene Betonabschirmungen mit 200 l-Innenbehälter
- Verlorene Betonabschirmungen mit 400 l-Innenbehälter
- sowie Norm- und Großbehältern (Kastenbehälter) mit äußeren Abmessungen bis 2,4 m x 2,4 m x 4 m und Gewichten bis 20 t.

Die angelieferten Abfälle sind vom Anlieferer den Einlagerungsbedingungen entsprechend konditioniert und verpackt.

Die technischen Anlagen sind so ausgelegt, daß alle radioaktiven Abfälle am selben Tag nach unter Tage gebracht werden können.

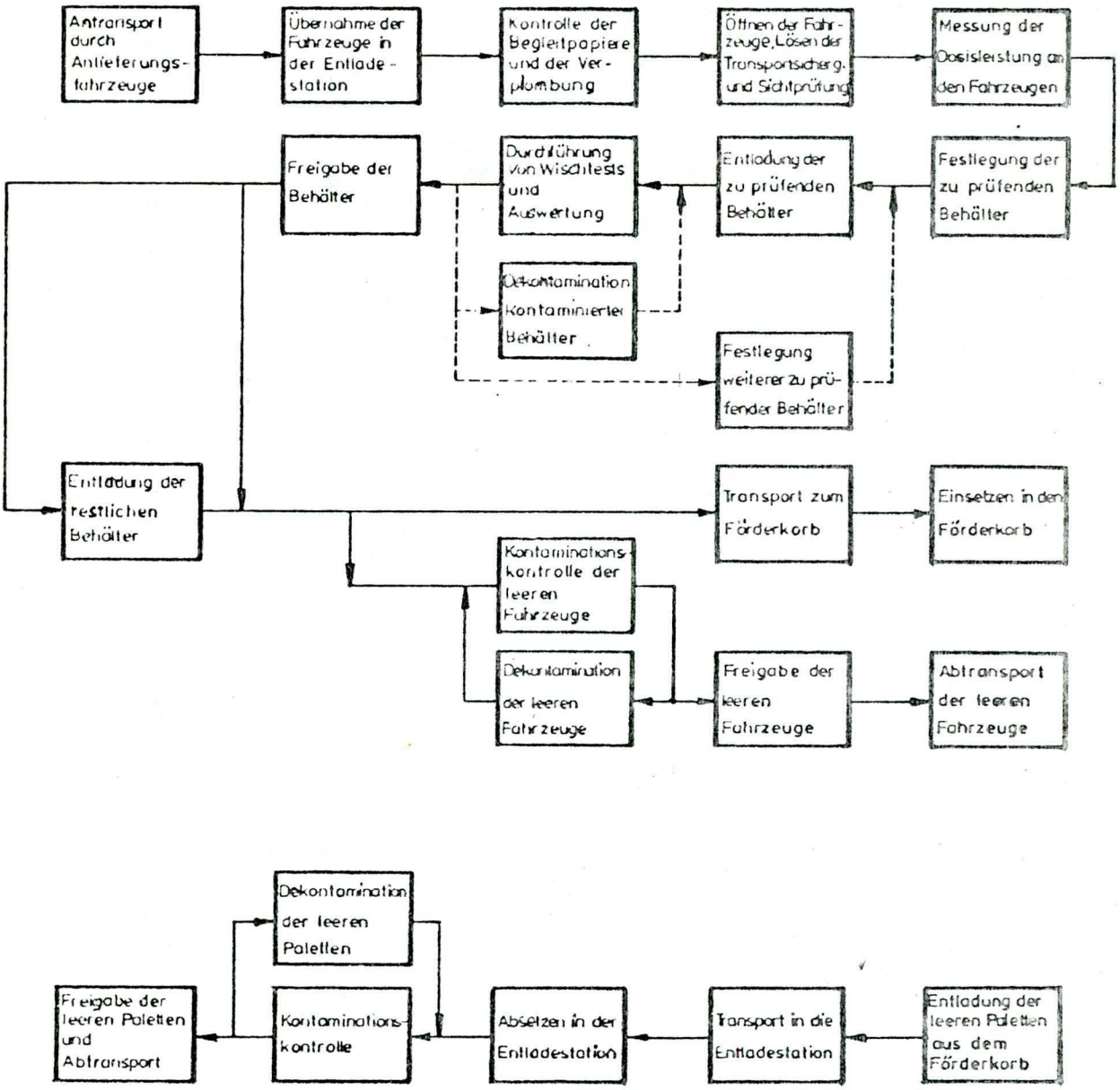


Fig. 3.1-1: Betriebsablauf über Tage

Die Lastkraftwagen erreichen über eine Stichstraße von der Kreisstraße 12 das Bergwerksgelände. Nach Passieren der Pforte wird das Lagergut über die Werkstraße zur Entladestation gebracht.

Nach dem Öffnen des südlichen Hallentores fährt jeweils ein Lastkraftwagen ein und wird auf den markierten Flächen abgestellt. Sobald das Fahrzeug in der Halle ist, wird das Hallentor geschlossen.

Bei Antransport über Schiene besteht ein einzelner Zug aus maximal 4 Waggons. Sie werden mit werkseigener Lokomotive über das Eisenbahnnetz der Verkehrsbetriebe der Salzgitter AG auf das Bergwerksgelände und über das Entladegleis zur Entladestation bewegt. Nach dem Öffnen der Hallentore wird der Zug durch das südliche Hallentor in die Entladestation gezogen. Die Waggons werden gegen Wegrollen gesichert und von der Lokomotive abgehängt. Die Lokomotive verläßt die Halle durch das nördliche Hallentor, das danach geschlossen wird.

3.1.2 Übernahme

Bei Anlieferung über die Schiene erfolgt die Übernahme der radioaktiven Abfälle durch den Betreiber des Erzbergwerkes Konrad an den Bahnhöfen der Deutschen Bundesbahn Salzgitter-Bad-Voßpaß oder-Beddingen.

Bei Anlieferung über die Straße erfolgt die Übernahme in der Entladestation.

In der Entladestation werden vorgenommen:
- die Kontrolle der Fahrzeugplombierung,
- die Kontrolle der Warenbegleitpapiere,
- die Sichtprüfung nach Öffnung der Fahrzeuge,
- die Registrierung der Begleitscheine der einzulagernden Gebinde und
- die Messung der Ortsdosisleistung an der Fahrzeugwand.

Danach werden die Transportsicherungen der Abfallgebinde gelöst.

3.1.3 Entladung und innerbetrieblicher Transport

Es wird davon ausgegangen, daß die Dosisleistung und die Oberflächenkontamination der Abfallgebinde entsprechend den Warenbegleitpapieren im Rahmen des Qualitätssicherungsprogrammes beim Ablieferer richtig ermittelt wurden. Es werden Sichtprüfungen der Abfallgebinde vorgenommen. Ausgewählte Abfallgebinde können auf Kontaminationen überprüft werden.

Eine äußere Dekontamination der Abfallgebinde ist erforderlich, wenn die im Rahmen von Annahmebedingungen noch festzulegenden Grenzwerte der Oberflächenkontamination überschritten werden.

Während des Entladevorganges wird die Kennzeichnung der Abfallgebinde mit den Warenbegleitscheinen verglichen.

Für die Paletten und Verlorenen Betonabschirmungen werden für die Entladung und den innerbetrieblichen Transport über Tage Gabelstapler verwendet, die die Gebinde direkt vom Anlieferungsfahrzeug aufnehmen und zum Förderkorb transportieren.

Kastenbehälter werden mit dem Brückenkran der Entladestation vom Anlieferungsfahrzeug abgehoben und auf einem markierten Bereich in der Entladestation abgesetzt. Von hier werden die Behälter vom Schachthallenkran übernommen und mit dessen Ausleger in den Förderkorb eingesetzt.

Beide Kräne sind so gegeneinander verriegelt, daß ein Zusammenstoß nicht möglich ist.

Nach erfolgter Entladung des Anlieferungsfahrzeuges wird dessen Ladefläche auf Kontamination überprüft. Liegt die Kontamination unter den Grenzwerten, wird das Fahrzeug freigegeben und es kann die Entladestation verlassen. Liegt die Kontamination über den Grenzwerten, wird die Ladefläche dekontaminiert.

Die von unter Tage kommenden leeren Paletten werden mittels Gabelstapler aus dem Förderkorb entnommen und zum Abstellplatz für leere Paletten an der Südseite der Entladestation transportiert. Sie werden alle auf Kontamination überprüft, damit sie für den Transport zum Ablieferer freigegeben werden können. Kontaminierte Paletten werden dekontaminiert.

Die Ergebnisse aller vorgenommenen Kontaminationsmessungen werden protokolliert.

Eine äußere Dekontamination der Ladeflächen von Fahrzeugen sowie der Paletten ist erforderlich, wenn die folgenden, für außerbetriebliche Überwachungsbereiche geltenden, in Anlage IX der Strahlenschutzverordnung festgelegten Grenzwerte überschritten werden:

Alphastrahler, für die eine Freigrenze von $3{,}7 \cdot 10^3$ Bq (10^{-7} Ci) festgelegt ist:

0,037 Bq/cm² (10^{-6} µCi/cm²)

Sonstige Radionuklide

0,37 Bq/cm² (10^{-5} µCi/cm²)

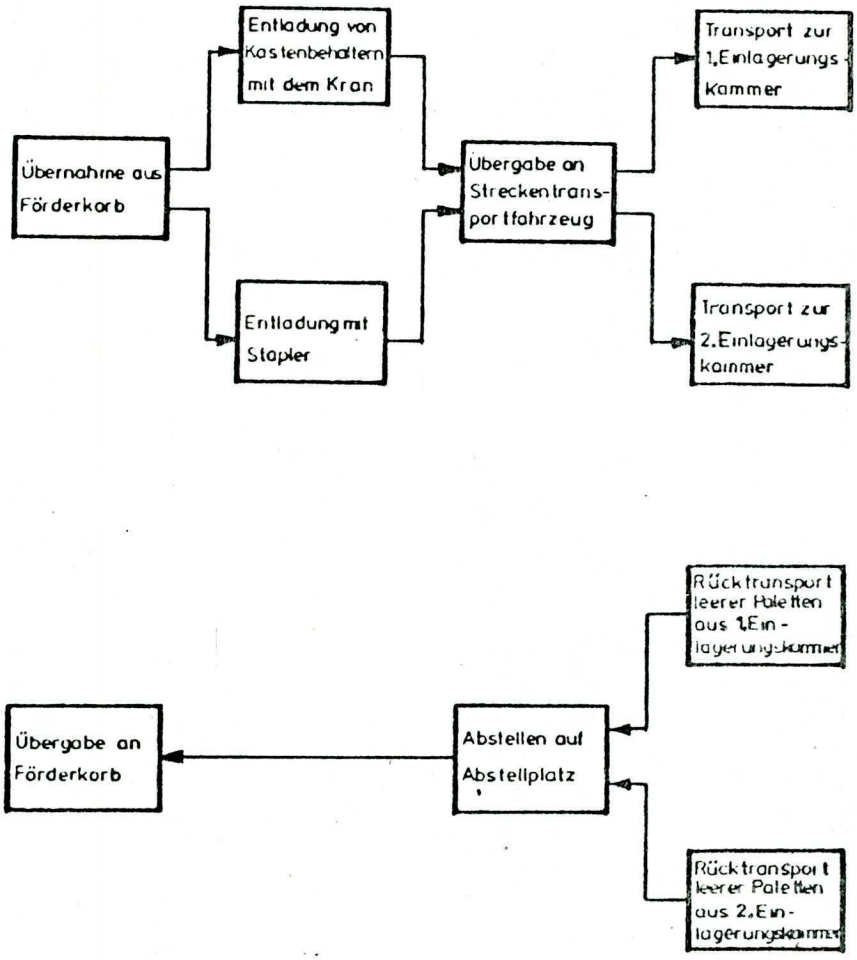


Fig. 3.2.2-1 Betriebsablauf am Füllort

3.2 Schachtförderung und Transporte unter Tage

In diesem Kapitel werden der Transport im Schachtbereich sowie der Transport unter Tage zu den Endlagerungskammer beschrieben.

Alle Abfallgebinde werden unter Angabe ihres Endlagerortes in einem Kataster erfaßt.

3.2.1 Transport im Schachtbereich

Nach dem Einsetzen der Abfallgebinde in den Förderkorb und dem Schließen des Schachttores, werden diese zum Füllort an der 1100 m-Sohle gefahren.

Paletten und Verlorene Betonabschirmungen werden am Füllort mittels Gabelstapler aus dem Förderkorb gehoben und auf das Streckentransportfahrzeug abgesetzt.

Kastenbehälter werden entweder mit einem am Füllort installierten Auslegerkran oder mit dem Gabestapler aus dem Förderkorb gehoben und an ein Streckentransportfahrzeug übergeben.

Die leeren Paletten werden am Füllort abgestellt, bis sie mittels Gabelstapler in den Förderkorb eingesetzt und nach über Tage gebracht werden.

3.2.2 Transport unter Tage

(Fig. 3.2.2-1)

Paletten und Verlorene Betonabschirmungen werden mittels Streckentransportfahrzeugen zur Einlagerungskammer transportiert.

Die Kastenbehälter werden ebenfalls vom Füllort mit einem Streckentransportfahrzeug zur Einlagerungskammer transportiert.

Die Strecke zwischen Füllort und Einlagerungskammer erlaubt keinen

Gegenverkehr. Deshalb wird eine Ampelanlage installiert, mit der jeweils Teilabschnitte überwacht werden. An jeder dieser Ampeln ist ein Ausweichplatz vorhanden. Der Fahrer eines Streckentransportfahrzeuges muß an jeder dieser Ampeln einen Freigabeschalter betätigen. Ist sein Teilabschnitt frei, zeigt die Ampel grün an.

Befindet sich ein anderes Streckentransportfahrzeug im betreffenden Teilabschnitt, bleibt die Ampel rot.

3.3 Handhabung und Stapelung in Endlagerkammern

Die Handhabung und Stapelung von inaktiven Abfallgebinden wurde in einem Großversuch simuliert (vergl. Kap. C 3.5.1). Im folgenden wird unter Berücksichtigung der dabei gemachten Erfahrungen der Einlagerungsvorgang für verschiedene Behältertypen beschrieben.

3.3.1 Einlagerung
(Fig. 3.3.1-1)

Sofern vorhanden, werden vorzugsweise die kompakten Abfallbehälter, wie Kastenbehälter und Verlorene Betonabschirmungen, auf der Sohle bis zu einer Höhe von 2,0 m bis 2,5 m gestapelt. Diese Stapelung erfolgt auf einer möglichst großen Kammerlänge. Nach Beendigung dieses Stapelabschnitts wird mit Erzhaufwerk eine Rampe aufgeschüttet und dann eine Überdeckung des eingestapelten Gutes mit einer ca. 0,3 m dicken Erzschicht vorgenommen. Nach dem Planieren wird der Stapelvorgang rückbauend im oberen Kammerquerschnitt durchgeführt.

Um die betriebliche Flexibilität zu erhöhen, sollte gleichzeitig in zwei oder mehreren Endlagerkammern endgelagert werden.

3.3.1.1 Einlagerung von Abfallgebinden auf Paletten

Bei Anlieferung von Paletten, werden diese am Anfang der Einlagerungskammer durch einen Gabelstapler vom Streckentransportfahrzeug abgehoben und entleert.

Die Fässer werden jetzt einzeln vom Stapler aufgenommen und liegend zur Einlagerung gebracht.

Auch die Direktstapelung von Paletten ist möglich.

3.3.1.2 Einlagerung von Verlorenen Betonabschirmungen

Die Gebinde werden mit dem Gabelstapler vom Streckentransportfahrzeug abgehoben, auf der Sohle abgestellt und gekippt. Anschließend werden sie vom Gabelstapler aufgenommen und liegend zur Einlagerung gebracht.

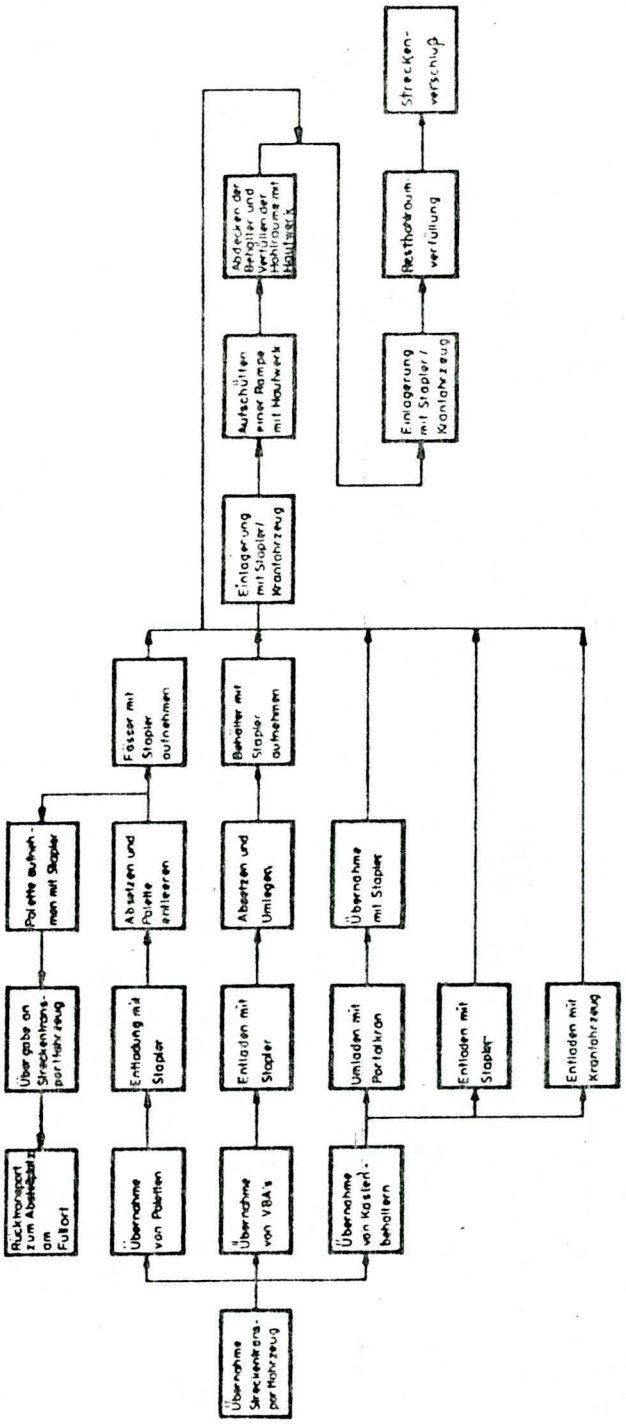


Fig. 3.3.1-1 Betriebsablauf in der Einlagerungskammer

3.3.1.3 Einlagerung von Kastenbehältern

Zur Entladung von Kastenbehältern können mehrere Alternativen betrachtet werden:
- Entladung mittels Portalkran und Übergabe an einen Gabelstapler
- direkte Entladung des Streckentransportfahrzeuges mit einem Gabelstapler
- direkte Entladung und Einlagerung mittels Kranfahrzeug.

Bei der Variante "Entladung mittels Portalkran" fährt das Streckentransportfahrzeug am Anfang der Einlagerungskammer unter einen dort installierten Portalkran. Der Kastenbehälter wird vom Fahrzeug abgehoben, gedreht und an einen Gabelstapler übergeben.

Bei der direkten Entladung mit Gabelstapler muß ein modifizierter Kastenbehälter eingesetzt werden, der es ermöglicht, mit den Gabeln des Staplers unter den Behälter zu fahren und diesen vom Streckentransportfahrzeug abzuheben.

Durch die Verwendung eines Kranfahrzeuges mit Ausleger können die Kastenbehälter direkt vom Streckentransportfahrzeug aufgenommen und an der zur Einlagerung vorgesehenen Stelle abgesetzt werden.

3.3.2 Stapelung

(Fig. 3.3.1-1)

Bei der Einlagerung der Abfallgebinde wird eine Stapelweise angestrebt, die möglichst kleine Resthohlräume erbringt. Dadurch werden die zur Verfügung stehende Lagerkapazität gut ausgenutzt und die Menge an Verfüllmaterial für die Resthohlräume niedrig gehalten.

Bei der Stapelung von Abfallgebinden in Form von Verlorenen Betonabschirmungen wird darauf geachtet, daß trotz mehrerer aufeinander liegender Lagen ein Umkippen der Gebinde verhindert wird.

3.3.3 Experimentelle Ermittlung des Zeitbedarfs für spezifische Einlagerungstätigkeiten

Für die Abschätzung des Zeitbedarfs beim Einlagerungsbetrieb in der Grube Konrad wurden Versuche durchgeführt, bei denen inaktive Abfallgebinde mit den vorhandenen Geräten und Fahrzeugen an den verschiedenen Betriebspunkten gehandhabt wurden. Die Ermittlung der Aufenthaltsdauer und des Abstandes zu den einzulagernden Abfallgebinden bildete die Basis für eine Abschätzung der Dosisbelastungen beim Einlagerungsbetrieb in Kap. 4.1.3.

Bei den Abschätzungen wurde davon ausgegangen, daß jährlich 22500 200 l-Fässer und 7500 VBA angeliefert und eingelagert werden. Ferner wurde vorausgesetzt, daß die Fässer auf Paletten zu je 6 Fässern und die VBA einzeln gehandhabt werden, d. h. es müssen jährlich 3750 Paletten und 7500 VBA transportiert werden. Beim Transport im Schacht und unter Tage werden jeweils 3 Paletten (18 Fässer) oder 5 VBA als eine Transporteinheit angesehen. In der Lagerstrecke werden sowohl die Fässer als auch die VBA einzeln gehandhabt und gestapelt. Die Fahrgeschwindigkeiten werden entsprechend den bei den Simulationsversuchen durchgeführten Messungen in allen Bereichen einheitlich mit 10 km/h (2,8 m/s) angenommen.

Die Handhabung der Abfälle an den Betriebspunkten Schachthalle, Füllort und Lagerstrecke besteht aus dem Aufnehmen der Paletten bzw. Abfallgebinden durch einen Gabelstapler, dem Transport und dem Absetzen bzw. Stapeln. Hierfür werden insgesamt im Mittel je Palette bzw. Gebinde an den 3 genannten Betriebspunkten rund 110 Sekunden benötigt. Für die angenommene jährliche Einlagerungsmenge ergibt sich daraus in der Schachthalle und im Füllort ein Zeitbedarf von rund 340 Stunden pro Jahr. In der Lagerstrecke ist der Zeitbedarf wegen des Einzeltransportes von sowohl Fässern als auch VBA 915 Stunden.

Für den Transport vom Füllort zur Lagerstrecke sind bei der angenommenen Einlagerungsmenge 2750 Fahrten pro Jahr erforderlich. Der Gesamtzeitbedarf hierfür liegt bei 2750 Stunden. Ein Einsatz von mehreren Transportfahrzeugen ist daher erforderlich.

Beim Einsatz von großvolumigen Rechteckbehältern wird sich der Zeitbedarf insgesamt verringern, da infolge der geringeren Behälteranzahlen und der besseren Raumausnutzung die Anzahl der Arbeitsgänge kleiner wird.

3.4 Resthohlraumverfüllung und Abschluß der Lagerkammern

Das Material für die Resthohlraumverfüllung der Endlagerstrecken in Feldesteil 2, die Aufschüttung der Rampen, die Abdeckung des Lagergutes und der Abschluß der Lagerstrecken wird in der Nähe der Streckenzugänge zwischen der 4. und 5. Sohle im Kontrollbereich gebunkert.

Diese Bunkerung soll nicht zeitgleich mit der Einlagerung radioaktiver Abfälle stattfinden. Dadurch kann für den Bunker und für Teile der Zufahrtstrecken der Kontrollbereich zeitweise aufgehoben werden.

Bei der Resthohlraumverfüllung in der Einlagerungskammer bleibt der Kontrollbereich bestehen. Sie kann zeitgleich mit der Abfalleinlagerung erfolgen.

Die grundsätzliche Beschreibung der für die Verfüllung zu verwendenden Materialien, der Verfülltechniken und das Versatzkonzept für Hohlraum und Kammerverschluß sind in Teil C, Kapitel 3.5, beschrieben.

3.5 Sonderbetriebsvorgänge

3.5.1 Dekontamination über Tage

Abfallgebinde

Kontaminierte Abfallgebinde müssen im Dekontaminationsraum dekontaminiert werden.

Die Dekontamination erfolgt trocken und mechanisch durch Abreiben mit Putztüchern und Putzwolle. Nur in Ausnahmefällen wird zur Dekontamination Aceton verwendet. Ist eine Dekontamination auf diese Weise nicht zu erreichen, z.B. bei Verlorenen Betonabschirmungen, wird die Oberfläche mit einem Lack versehen und die Kontamination abgedeckt.

Ist ein Anbringen des Lacks nicht möglich, werden die Abfallgebinde in eine Folie verpackt.

Die so verpackten Gebinde werden bei der Einlagerung entsprechend vorsichtig gehandhabt.

Fahrzeuge, Paletten und sonstige Gegenstände

Die Dekontamination der Ladeflächen der Anlieferungsfahrzeuge erfolgt mit Staubsaugegeräten, Putztüchern und Putzwolle sowie eventuell mit Aceton vor Ort.

Die Dekontamination von Paletten, Fahrzeugen bzw. Fahrzeugteilen sowie sonstiger Gegenstände erfolgt analog wie die der Abfallgebinde im Dekontaminationsraum. Lacke kommen nicht zur Anwendung.

3.5.2 Pufferlagerung in der Entladestation

Bei Störungen des Einlagerungsbetriebes kann das an einem Tage einzulagernde Abfallvolumen in einem in der Entladestation vorgesehenen Pufferlager abgestellt werden.

Abfallgebinde auf Paletten werden dreilagig und Verlorene Betonabschirmungen einlagig in dem dafür vorgesehenen Abstellplatz in der Entladestation mittels Gabelstapler abgestellt.

Kastenbehälter werden mittels Kran auf dem dafür vorgesehenen nach oben offenen Platz in der Entladestation abgesetzt.

Alternativ kann das Lagergut auch auf den Anlieferungsfahrzeugen verbleiben.

3.6 Personalbedarf

Der hier angegebene Personalbedarf für die Einlagerung radioaktiver Abfälle wurde beispielhaft für einen Einschichtbetrieb ermittelt. Nicht berücksichtigt sind:

- das Verwaltungspersonal,
- die Betriebsleitung sowie die Schichtführung,
- das Wartungs- und Reparaturpersonal,
- das für den konventionellen Bergwerksbetrieb benötigte Personal und
- das Strahlenschutzpersonal.

3.6.1 Personalbedarf über Tage

Das direkt mit der Übernahme und dem innerbetrieblichen Transport beschäftigte Personal besteht aus:

- einem Aufsichtsführenden,
- zwei Gabelstaplerfahrern, wovon einer bei Bedarf auch als Kranführer eingesetzt werden kann,
- einem Fördermaschinisten und
- einem Anschläger.

Darüber hinaus werden bei Bedarf für kleinere Reparaturarbeiten sowie für Dekontaminationsarbeiten zusätzlich noch ein bis zwei Personen benötigt.

3.6.2 Personalbedarf unter Tage

Am Füllort besteht das Personal für die Entladung des Förderkorbes sowie für die Beladung der Streckentransportfahrzeuge aus zwei Personen.

Es werden fünf Streckentransportfahrzeuge gleichzeitig eingesetzt. Daraus ergibt sich ein Personalbedarf von fünf Personen für den Transport unter Tage.

Unter der Annahme, daß in zwei Einlagerungskammern gleichzeitig eingelagert wird, werden zwei Gabelstapler eingesetzt. Für weitere Arbeiten im Feldesteil, wie Fahrbahnpflege, Streckensicherung und Versatzarbeiten, z. B. Resthohlraumverfüllung, werden drei Personen zusätzlich benötigt. An jeder der zwei gleichzeitig genutzten Einlagerungskammern wird eine Aufsichtsperson, die Kontroll- und Strahlenschutzaufgaben wahrnimmt, benötigt.

BMI 1978: Bundesminister des Innern. Bekanntmachungen des Bundesministers des Innern. - Richtlinien für die physikalische Strahlenschutzkontrolle. GMBl 1978, S. 348.

		Seite
4.	STRAHLENSCHUTZMASSNAHMEN UND BEURTEILUNG DER KERNTECHNISCHEN SICHERHEIT FÜR DEN ENDLAGERBETRIEB	D 4- 1
4.1	Strahlenschutzkonzept für einen bestimmungsgemäßen Betrieb	D 4- 1
4.1.1	Betriebsüberwachung	D 4- 1
4.1.1.1	Strahlenschutzorganisation	D 4- 1
4.1.1.2	Personenüberwachung während des Betriebes der Schachtanlage Konrad	D 4- 4
4.1.2	Gestaltung der Kontrollbereiche und deren Zugänge über und unter Tage	D 4- 9
4.1.2.1	Anforderungen der Strahlenschutzverordnung	D 4-10
4.1.2.2	Analyse des Bergwerksbetriebs	D 4-12
4.1.2.3	Einteilung der Anlage in Strahlenschutzbereiche	D 4-14
4.1.2.4	Personal- und Materialwege	D 4-20
4.1.2.5	Zugangskontrolle	D 4-22
4.1.3	Abschätzung der Personendosis an sensitiven Betriebspunkten	D 4-24
4.2	Kerntechnische Sicherheit bei bestimmungsgemäßem Betrieb	D 3-31
4.2.1	Aktivitätsfreisetzung aus Abfallgebinden	D 4-31
4.2.2	Überwachung der Raumluft und der Abwetter	D 4-34
4.2.2.1	Wetterüberwachung in den Strecken	D 4-34
4.2.2.2	Abwetterüberwachung am ausziehenden Wetterschacht	D 4-35
4.2.3.3	Umgebungsüberwachung	D 4-36
4.2.3	Abgabe radioaktiver Stoffe und radiologische Belastung von Personen in der Umgebung	D 4-38
4.2.3.1	Berechnungsgrundlagen	D 4-38
4.2.3.2	Strahlenexposition von Personen in der Umgebung des Endlagers	D 4-39
4.2.4	Radioaktive Stoffe in den Wettern bei reinem Erzförderbetrieb und resultierende Strahlenbelastung	D 4-41
4.2.4.1	Messung der Aerosolaktivität in den Wettern bei reinem Bergwerksbetrieb	D 4-41
4.2.4.2	Abschätzung der radiologischen Belastung für das Betriebspersonal infolge Inhalation von Erzstaub	D 4-43

		Seite
4.2.5	Abgabe radioaktiver Stoffe bei der Ableitung von Grubenwässern	D 4-49
4.2.5.1	Sicherheitstechnische Anforderungen und Einrichtungen	D 4-50
4.2.5.2	Überwachung der Grubenwässer	D 4-52
4.2.5.3	Aktivität der Grubenwässer	D 4-55
4.2.6	Abschirmungskonzepte für die einzulagernden Abfälle	D 4-60
4.2.6.1	Basisdaten	D 4-60
4.2.6.2	Zulässige Dosisbelastung in und außerhalb der Entladestation und der Schachthalle	D 4-64
4.2.6.3	Auslegung der Wand- und Deckenstärken hinsichtlich Direktstrahlung	D 4-64
4.2.6.4	Dosisleistung durch Sky-Shine-Effekt	D 4-68
4.2.6.5	Zusammenfassende Bewertung	D 4-69
4.2.7	Berechnung des Einflusses der Strahlungsleistung der Abfallgebinde auf die Temperaturverhältnisse in der Einlagerungskammer	D 4-71
4.2.7.1	Grundlagen und Modellannahmen	D 4-72
4.2.7.2	Ergebnis der Temperaturberechnung	D 4-73
4.2.8	Berechnungen zur Radiolysegasbildung	D 4-75
4.2.8.1	Ermittlung der Radiolysegasmengen aus radioaktiven Verfestigungsprodukten	D 4-76
4.2.8.2	Berechnung zur Radiolysegasbildung bei der Endlagerung von Stillegungsabfällen	D 4-77
4.3	Angaben zu betrieblichen und sicherheitstechnischen Erfahrungen mit vergleichbaren Abfällen beim Einlagerungsbetrieb im Salzbergwerk Asse	D 4-80
4.3.1	Personendosis bei der Einlagerung von schwachradioaktiven Abfällen im Salzbergwerk Asse	D 4-81
4.3.2	Überwachung der Wetter beim Einlagerungsbetrieb im Salzbergwerk Asse	D 4-82
	Literatur	D 4-86

4. Strahlenschutzmaßnahmen und Beurteilung der kerntechnischen Sicherheit für den Endlagerbetrieb

4.1 Strahlenschutzkonzept für einen bestimmungsgemäßen Betrieb

Das Strahlenschutzkonzept für den bestimmungsgemäßen Betrieb umfaßt

- die Betriebsüberwachung zum Zweck des Strahlenschutzes für Personal und Umgebung
- die Gestaltung der Kontrollbereiche und deren Zugänge über und unter Tage und
- die Abschätzung der Personendosis an sensitiven Betriebspunkten.

4.1.1 Betriebsüberwachung

4.1.1.1 Strahlenschutzorganisation

Verantwortung

Die Verantwortung für den Strahlenschutz trägt der Strahlenschutzverantwortliche (§ 31 StrlSchV). Der Strahlenschutzverantwortliche bestellt schriftlich den Strahlenschutzbeauftragten. Die Stellung des Strahlenschutzbeauftragten im Betrieb der Schachtanlage Konrad ist mit einem hinreichenden betrieblichen Entscheidungsbereich ausgestattet, so daß er seinen Pflichten nach § 31 StrlSchV unbehindert nachkommen kann.

Aufgaben

Zu den Aufgaben des Strahlenschutzverantwortlichen gehören nach § 34 StrlSchV:

- die Aufstellung eines Planes für die Organisation des Strahlenschutzes,
- die Regelung des für den Strahlenschutz wesentlichen Betriebsablaufs,
- die Führung eines Betriebsbuches, in das die für den Strahlenschutz wesentlichen Betriebsvorgänge einzutragen sind,

- die regelmäßige Funktionsprüfung und Wartung von Geräten, Anlagen und sonstigen Vorrichtungen, die für den Strahlenschutz wesentlich sind, sowie die Führung von Aufzeichnungen über die Funktionsprüfungen und über die Wartung,
- die Aufstellung eines Planes für regelmäßige Alarmübungen sowie für den Einsatz bei Unfällen und Störfällen erforderlichenfalls mit Regelungen für den Brandschutz und die Vorbereitung der Schadensbekämpfung nach § 38 StrlSchV,
- die Regelung des Schutzes gegen Störmaßnahmen oder sonstige Einwirkungen Dritter oder gegen das Abhandenkommen von radioaktiven Stoffen.

Diese Aufgaben des Strahlenschutzverantwortlichen werden auf den Strahlenschutzbeauftragten delegiert.

Zum Aufgabenbereich des Strahlenschutzwesens der Schachtanlage Konrad gehören weiterhin

- die Überwachung der Strahlenschutzbereiche,
- die Strahlenschutzüberwachung des Personals,
- die Strahlenschutzbelehrung und
- die Dokumentation.

Strahlenschutzüberwachung :

Die Strahlenschutzüberwachung umfaßt

- die Überwachung der Anlage bezüglich Kontamination und Ortsdosisleistung,
- die Raum- und Fortluftüberwachung,
- die Überwachung der Abwässer,
- die Freigabe von zuvor überprüften Gegenständen, Geräten und Materialien (z. B. Paletten), die aus dem Kontrollbereich der Schachtanlage Konrad gebracht werden sollen.

Strahlenschutzüberwachung des Personals, Dokumentation :

Zu diesem Zweck wird über jede im Kontrollbereich beschäftigte Person vom Strahlenschutzbeauftragten Kartei geführt. Diese Kartei enthält:

- die Personalien, Eintrittsdatum, Personal-Nummer,
- die strahlenschutzärztlichen Untersuchungen (Datum, Befund),
- die Belehrung (Datum),
- die Ergebnisse der amtlichen Dosimeterauswertung (Datum, Dosis),
- die Ergebnisse der nicht amtlichen Dosimeterauswertung (Datum, Dosis),
- die eventuellen Urin-Untersuchungen (Datum, Ergebnis) und
- die eventuellen Body-Counter-Messungen (Datum, Ergebnis).

Weiterhin werden in der Kartei Abgänge, Neuzugänge und vorübergehend anwesendes Fremdpersonal registriert.

Die Daten der Kartei werden vom Strahlenschutzbeauftragten gesammelt und für die gesetzlich vorgeschriebene Frist von 30 Jahren aufbewahrt. Die Terminverfolgung und die Veranlassung notwendiger Untersuchungen werden ebenfalls vom Strahlenschutzbeauftragten vorgenommen.

Belehrung

Die erstmalige Strahlenschutzbelehrung bei Neuzugängen und Fremdpersonal sowie die periodischen Wiederholungen werden vom Strahlenschutzbeauftragten durchgeführt. Hierfür steht dem Strahlenschutz ein entsprechender Unterweisungsraum zur Verfügung, der auch für die Weiterbildung des Strahlenschutzpersonals benutzt wird (Fachkundeausbildung). Gegenstand der Belehrungen sind die möglichen Gefahren, die anzuwendenden Schutzmaßnahmen und der für die jeweilige Tätigkeit wesentliche Inhalt der StrlSchV. Über den Inhalt und Zeitpunkt der Belehrung werden Aufzeichnungen geführt, die vom Belehrten und vom Belehrenden zu unterzeichnen sind.

Personalbedarf

Zur Wahrnehmung der Strahlenschutzaufgaben in der Schachtanlage Konrad sind aus heutiger Sicht insgesamt 7 Personen erforderlich. Davon werden benötigt für die

- Überwachung der Schachtanlage bezüglich Kontamination 2 Personen,
- Raum- und Abwetterüberwachung sowie Überwachung der Abwässer 1 Person,
- Laborpersonal 1+1 Personen,
  (Eine dieser Personen ist identisch mit der Person zur Raum- und Abwetterüberwachung sowie zur Überwachung der Abwässer)
- Überwachung der Kontrollbereichszugänge 1+1 Personen,
  (Eine dieser Personen ist identisch mit einer der Personen zur Überwachung der Schachtanlage bezüglich Kontamination)
- Eingangskontrolle und Registrierung der einzulagernden Abfallgebinde 1 Person,
- Führung der Personenkartei und Durchführung von Belehrungen und sonstigen Aufgaben 1 Person.

Personalqualifikation

Der Strahlenschutzbeauftragte hat den erforderlichen Fachkundenachweis zu erbringen.

Für das Labor werden Laboranten oder physikalisch-technische Assistenten vorgeschlagen.

Das restliche Personal zur Strahlenschutzüberwachung können angelernte Facharbeiter sein.

4.1.1.2 Personenüberwachung während des Betriebes der Schachtanlage Konrad

Die im Kontrollbereich beschäftigten Personen werden bezüglich

- externer Strahlenbelastung (Film-, Stabdosimeter) und
- Kontamination (Hand-Fuß-Kleider-Monitore)

überwacht.

Die im Kontrollbereich beschäftigten Personen werden ferner regelmäßig belehrt und ärztlich überwacht. Zur Dokumentation wird über diesen Personenkreis Kartei geführt.

Der Strahlenschutzbeauftragte ist dafür zuständig, daß alle im Kontrollbereich beschäftigten Personen in die Strahlenschutzüberwachung einbezogen werden.

Dazu gehören

- die Überwachung der externen Strahlenbelastung,
- die Kontaminationsüberwachung sowie
- die ärztliche Überwachung,
- die Belehrung und
- die Dokumentation.

Eventuelle Überschreitungen der in der Strahlenschutzverordnung festgesetzten Grenzwerte sind der zuständigen Behörde zu melden.

Überwachung der externen Strahlenbelastung

Die Personendosis wird bei allen im Kontrollbereich beschäftigten Personen mittels Filmdosimeter, die durch die zuständige amtliche Meßstelle ausgewertet werden und zusätzlich mittels Stabdosimeter gemessen.

Die Dosimeter werden von allen im Kontrollbereich beschäftigten Personen offen vorn am Oberkörper getragen. Beim Verlassen des Kontrollbereichs über Tage sind die Dosimeter an der dafür vorgesehenen Stelle abzulegen.

Bei besonderen Arbeitsschritten können zusätzliche Dosimeter ausgegeben werden.

Inkorporationsüberwachung

In der Regel ist eine Inkorporationskontrolle nur beim genehmigungspflichtigen Umgang mit offenen radioaktiven Stoffen erforderlich (BMI 1978).

Die Aktivität der Abfallgebinde ist hauptsächlich als umschlossenes Aktivitätsinventar in den Fässern fixiert. Entsprechend den Einlagerungsbedingungen ist eine nicht festhaftende Kontamination an der Faßoberfläche möglich. Sie kann auch als Folge transportbedingter Beschädigungen nicht a priori ausgeschlossen werden.

Es kann auf eine regelmäßige Inkorporationsüberwachung des Personals verzichtet werden, wenn aus der Art der Handhabung eine Gefährdung des Betriebspersonals ausgeschlossen werden kann (BMI 1978). Beim Betrieb der Schachtanlage Konrad kann dieses für den Normalbetrieb vorausgesetzt werden (siehe hierzu auch Kapitel 4.3).

Inkorporationsmessungen aus besonderem Anlaß bei den betroffenen Personen sind erforderlich, wenn Zwischenfälle mit vermuteter Freisetzung und Inkorporation radioaktiver Stoffe erfolgt sind. Die Inkorporationsüberwachung durch Ausscheidungsanalysen oder Body-Counter-Messungen wird dann auf Veranlassung des Strahlenschutzbeauftragten in einem externen medizinischen Labor durchgeführt. Die Einhaltung der Grenzwerte der inneren Exposition infolge Inhalation wird durch Inkorporationsmessungen mit dem Body-Counter, durch Urinanalysen und Stuhlanalysen überprüft.

Kontaminationsüberwachung

§ 64 StrlSchV regelt die zur Vermeidung bzw. Beseitigung von Kontaminationen an Personen und Geräten zu ergreifenden Maßnahmen.

Gemäß Anlage IX der StrlSchV gelten für Schutzmaßnahmen bei Oberflächenkontamination von Arbeitsplätzen und Gegenständen für diese Arbeitsplätze und die Außenseite der Schutzkleidung als Mittelwerte für eine 100 cm² große Fläche im Kontrollbereich folgende Grenzwerte:

Für Alphastrahler, für die eine Freigrenze von $3{,}7 \cdot 10^3$ Bq (10^{-7} Ci) festgelegt ist:

$3{,}7$ Bq/cm² (10^{-4} µCi/cm²)

Für sonstige Radionuklide:

37 Bq/cm² (10^{-3} µCi/cm²).

Kontaminationsüberprüfung

Kontaminationsüberprüfung an den Kontrollbereichszugängen:

Die im Kontrollbereich der Schachtanlage Konrad zu beschäftigenden Personen werden angewiesen, ihre Hände vor Verlassen des Kontrollbereichs auf Kontamination zu prüfen. Daneben kann eine Kontaminationsprüfung der Schuhe und der Kleidung vorgenommen werden. Zu diesem Zweck stehen in ausreichender Zahl Hand-Fuß-Kleider-Monitore an den betreffenden Zugängen zur Verfügung. Die Nachweisempfindlichkeit dieser Meßgeräte liegt unter $3{,}7 \cdot 10^{-2}$ Bq/cm² (1 pCi/cm²), so daß die Grenzwerte nach Anlage IX der StrlSchV meßtechnisch erfaßbar sind.

Eine Grenzwertüberschreitung macht sich außer durch die Anzeige am Meßgerät noch durch optische und akustische Signale bemerkbar. Bei Oberschreiten der Grenzwerte werden unverzüglich Maßnahmen zur Beseitigung der Kontamination eingeleitet. Eine Verschleppung von Kontamination durch das Schuhwerk kann hierdurch praktisch ausgeschlossen werden.

Die Hand-Fuß-Kleider-Monitore (insgesamt 4 Stück) befinden sich

- im Vorraum der Schachthalle
- am Füllort (4. Sohle) und
- in den beiden Zugängen zum Einlagerungsfeldesteil 2 zwischen der 4. und 5. Sohle.

Daneben befindet sich an den genannten Kontrollbereichszugängen jeweils ein tragbarer netzunabhängiger Kontaminationsmonitor. Diese Geräte sind als Kleidersonde und als Arbeitsplatzmonitor einsetzbar.

Oberwachung der Oberflächenkontamination:

Zur Kontrolle von Gegenständen auf Oberflächenkontamination stehen direkte und indirekte Meßverfahren zur Verfügung.

Unebene Prüfflächen oder Prüfflächen bei hohen Störstrahlungsfeldern werden indirekt, durch Wischtests, gemessen. Hierbei wird die abwischbare Kontamination mit Hilfe eines Baumwollfilzes auf einer repräsentativen Fläche von ca. 100 cm² abgenommen. Die anschließende Messung wird mit einem Kontaminationsmonitor (orientierende Messung z. B. im Falle der einzulagernden Fässer) oder mit einem abgeschirmten α,β-Zähler im Labor (zu Bilanzierungszwecken) durchgeführt.

Ebene Prüfflächen und Gegenstände, die den Kontrollbereich verlassen sollen (z. B. Paletten und Einlagerungsfahrzeuge),werden direkt mit tragbaren Kontaminationsmeßgeräten überprüft. Wenn eine unzulässige Kontamination festgestellt wird, werden zur Unterscheidung der abwischbaren Kontamination von der festhaftenden Kontamination zusätzlich Wischtests durchgeführt.

In regelmäßigen Abständen - routinemäßig monatlich, unter Umständen täglich - werden vom Strahlenschutz Wischtests an einigen Stellen im Kontrollbereich zur Ermittlung der Kontamination durchgeführt. Es sind dies speziell die Abstellflächen für die Abfallgebinde

- in der Entladestation,
- im Förderkorb,
- am Füllort der 4. Sohle und
- in den Einlagerungsstrecken sowie
- die Kontrollbereichszugänge und
- die Fahrzeuge.

Gegenstände, Werkzeuge und Materialien, die sich in Kontrollbereichen mit Kontaminationsmöglichkeit befinden, müssen beim Ausbringen aus diesen Bereichen ausnahmslos auf Kontamination überprüft werden. Sie dürfen nur dann freigegeben werden, wenn die gemessene Kontamination unterhalb der zulässigen Grenzen ist. Die Feststellung der Kontamination muß durch Direktmessung mit Kontaminationsmeßgeräten erfolgen, die für solche Messungen zugelassen sind.

Die Freigabe erfolgt ausschließlich durch Mitarbeiter der Strahlenschutzgruppe. Es wird eine Freigabebescheinigung ausgestellt.

4.1.2 Gestaltung der Kontrollbereiche und deren Zugänge über und unter Tage

Der geplante Betrieb der Schachtanlage Konrad als Endlager für schwachradioaktive Abfälle ist durch zwei grundsätzlich verschiedene Tätigkeiten charakterisiert:

- Auffahren von neuen Einlagerungskammern,
- Einlagern von radioaktiven Abfällen

Ein Strahlenschutzkonzept für die Anlage muß diese unterschiedlichen Tätigkeiten in besonderem Maße berücksichtigen. Drei Gesichtspunkte spielen bei der Planung der Strahlenschutzmaßnahmen eine besondere Rolle:

- Die Direktstrahlung - begrenzt auf 0,1 mSv/h (10 mrem/h) in 1 m Abstand bzw. 2 mSv/h (200 mrem/h) an der Oberfläche - führt in unmittelbarer Nähe der Abfallgebinde (einige Meter) zu Dosisleistungen, die die Einrichtungen von Strahlenschutzbereichen erfordern.

- Die mögliche Oberflächenkontamination auf den Abfallgebinden kann zu Kontaminationen von Geräten, Personen und Grubenbereichen führen, die eine vorsorgliche Überwachung auf Kontamination erfordern.

- Die mögliche Freisetzung von Radionukliden aus den Abfallgebinden kann zur Kontamination von Grubenwettern führen.

Das Strahlenschutzkonzept muß unter Berücksichtigung dieser Gesichtspunkte gewährleisten, daß die gesetzlichen Bestimmungen eingehalten und die technischen Arbeitsabläufe möglichst wenig behindert werden.

Im vorliegenden Bericht werden Möglichkeiten der Einteilung der Gesamtanlage in Strahlenschutzbereiche aufgezeigt und ein Konzept detaillierter beschrieben. Die daraus resultierenden Personalwege und die vorgeschriebenen Überwachungsmaßnahmen werden dargestellt. Die besonderen Maßnahmen zur physikalischen Strahlenschutzkontrolle werden im Kapitel 4.1.1 beschrieben.

4.1.2.1 Anforderungen der Strahlenschutzverordnung

Die erforderlichen Maßnahmen zum Schutz des Personals und der Bevölkerung beim Umgang mit radioaktiven Stoffen werden in der Strahlenschutzverordnung geregelt. Die Zuständigkeit dieser Verordnung für den geplanten Einlagerungsbetrieb ergibt sich aus § 1, Abs. 1 dieser Verordnung.

In der Strahlenschutzverordnung werden u. a. folgende Strahlenschutzbereiche definiert:

- Kontrollbereich
- betrieblicher Überwachungsbereich
- außerbetrieblicher Überwachungsbereich.

Für die obengenannten Bereiche sind folgende Überwachungsmaßnahmen vorgeschrieben:

- An Personen, die sich in Kontrollbereichen aufhalten, sind die Körperdosen zu ermitteln bzw. die Personendosen zu messen.

- In allen Strahlenschutzbereichen ist die Ortsdosis oder die Ortsdosisleistung zu messen.

- Wird in Kontroll- oder betrieblichen Überwachungsbereichen mit offenen radioaktiven Stoffen umgegangen, so ist festzustellen, ob Kontaminationen durch diese Stoffe vorhanden sind.

- Personen, die einen Kontrollbereich, in dem mit offenen radioaktiven Stoffen umgegangen wird, verlassen, sind auf Kontamination zu überprüfen. Dies gilt auch für Gegenstände und Materialien, die einen Kontrollbereich verlassen.

- Personen, die im Kontrollbereich tätig sind, sind ärztlich zu überwachen. Dies gilt auch für Personen im betrieblichen Überwachungsbereich, sofern die Körperdosis 1/10 der Werte der Anlage X, Spalte 2, StrlSchV, überschreiten kann.

In Tabelle 4.1.2-1 sind die Strahlenschutzbereiche, die geltenden Dosisgrenzwerte die Überwachungsmaßnahmen, Zutrittsbeschränkungen und Kennzeichnungspflichten zusammengestellt.

Strahlenschutz-bereich	Dosisgrenzwerte *		Körperdosen für Einzel-personen im Jahr *	Zutritts-beschränk-ung	Kennzeich-nungs-pflicht	Überwachungsmaßnahmen			Bemerkungen
	Innere Grenze	Äußere Grenze				Körper-dosis	Ortsdosis oder Ortsdosis-leistung	ärztliche Über-wachung	
Kontroll-bereich	3 mSv/h	15mSv/a bei 40 h pro Woche (2000h/a)	50 mSv	ja § 58	ja	ja	ja	ja	Dauereinrich-tungen so zu bemessen, daß Dosisgrenz-werte für Einzelperson < 10 mSv
betrieblicher Überwachungs-bereich	15mSv/a bei 40 h pro Woche (2000h/a)	5mSv/a bei dau-erndem Aufent-halt (8760h/a)	5 mSv für nicht beruflich exponierte Personen, sonst bis 15 mSv	ja § 60	bei Kontami-nation		ja	ja falls mehr als 5 mSv/a bei 40 h pro Woche	Anzeigepflicht, wenn die Orts-dosisleistung > 2,5 µSv/h
außerbetrieb-licher Überwa-chungsbereich	5 mSv/a bei dauerndem Aufenthalt 8760 h/a	0,3mSv 8760 h/a	1,5 mSv	nein aber § 60	bei Kontami-nation		ja		

* Ganzkörperdosis; für Organdosen gelten die Bruchteile der Werte in Anlage X, Spalte 2, StrlSchV
100 rem = 1 Sv

Tab. 4.1.2-1: Strahlenschutzbereiche

4.1.2.2 Analyse des Bergwerksbetriebs

Der Betrieb der Schachtanlage Konrad als Endlager für schwachradioaktive Abfälle läßt sich in folgende Tätigkeiten aufteilen:

- Auffahren von Einlagerungskammern,

- Einlagern von Abfällen, Versetzen von Resthohlräumen und Verschluß von Einlagerungskammern,

- bergtechnische Überwachung und Instandhaltung des gesamten Grubengebäudes mit allen technischen Einrichtungen.

Diese Tätigkeiten werden zusammen mit den dafür erforderlichen Personal- und Materialwegen, soweit sie den Strahlenschutz berühren, kurz beschrieben. Dabei werden vor allem die räumlichen und organisatorischen Zusammenhänge berücksichtigt.

Auffahren von Einlagerungskammern

Zur Gewährleistung einer kontinuierlichen Einlagerung ist es notwendig, gleichzeitig zum Einlagerungsbetrieb neue Einlagerungskammern vorzubereiten. Vorgesehen ist, vor Beginn des Einlagerungsbetriebs das Einlagerungsfeldesteil 2 vorzurichten (vergl. Kap. C 3.4.1). Dadurch ist es möglich, vom Einlagerungsbetrieb räumlich getrennte Grubenfelder für eine spätere Einlagerung vorzurichten. Das Auffahren dieser neuen Einlagerungskammern wird im 2-Schicht-Betrieb erfolgen. Pro Schicht werden ca. 50 Personen benötigt.

Dieser konventionelle Bergwerksbetrieb umfaßt

- das Auffahren von Kammern
- den Transport des Erzes unter Tage,
- das Vorbrechen und Absieben des Erzes (zur Gewinnung von Versatzmaterial),
- den Transport des Versatzmaterials zum Einlagerungsfeldesteil,
- die Förderung nach über Tage,

- das Brechen in einer Sieb- und Brechanlage und
- den Abtransport zur Hütte.

Dazu gehören die übergeordneten Tätigkeiten, die weiter unten analysiert werden.

Der Transport des Erzes unter Tage erfolgt auf Wegen, die nicht zum Abfalltransport benötigt werden. Kreuzungen von Abfällen und Erz sind nicht erforderlich. Der Transport nach über Tage erfolgt mit der nördlichen Gestellförderung. Da für die Abfälle der südliche Förderkorb vorgesehen ist, ergibt sich auch hier eine Trennung von Erz- und Abfallförderung.

Der Transport des Erzes vom Schacht zur Brechanlage erfolgt von der nördlichen Hälfte der Schachthalle aus. Die Abfälle werden in der südlichen Hälfte verladen. Durch eine Wand sollen die beiden Schachthallenhälften getrennt werden.

Einlagern von radioaktiven Abfällen

Die Einlagerung soll zunächst im Einschichtbetrieb erfolgen. Zur Bewältigung der Abfallmengen sind ca. 17 Personen erforderlich (vergl. Kap. 3.6 und Kap. 4.1.1).

Die Einlagerung (vergl. Kap. 3) umfaßt

- den Empfang der Transportfahrzeuge (Bundesbahnwaggons oder Lkw),
- die stichprobenweise Überprüfung der Gebinde,
- das Entladen in der Entladestation,
- den Transport zur Schachthalle,
- das Beladen des Förderkorbes,
- das Entladen am Füllort unter Tage,
- den Transport unter Tage,
- die Einlagerung in der Einlagerungskammer,
- das Versetzen des Resthohlraumes,
- den Transport der leeren Paletten nach über Tage und
- die Freigabe der leeren Paletten.

Für das erste für den Betrieb vorgesehene Einlagerungsfeld erfolgt der Transport unter Tage auf der 4. Sohle.

Übergeordnete Tätigkeiten

Zu diesen Arbeiten gehören unter anderem

- die Aufsicht über den Betrieb
- das Führen des Katasters über die in die Einlagerungskammern eingelagerten Abfälle
- die regelmäßigen Kontrollen
- das Instandhalten der Strecken
- das Instandhalten der technischen Einrichtungen
- die Reparatur von Fahrzeugen und Geräten
- die Arbeiten des Strahlenschutzpersonals.

Diese Tätigkeiten betreffen sowohl den Einlagerungsbereich als auch den Auffahrbereich sowie das gesamte übrige Grubengebäude. Für diese Aufgaben werden ca. 30 Personen pro Schicht benötigt.

Seilfahrten

Das unter Tage benötigte Personal wird zum Schichtbeginn einfahren und erst zu Schichtende wieder ausfahren. Lediglich ein Teil des Personals, das übergeordnete Tätigkeiten ausführt, wird während der Schicht ein- bzw. ausfahren. Während der Schicht finden also nur wenige Einzelseilfahrten nach Bedarf statt.

Seilfahrten sind sowohl mit der nördlichen als auch mit der südlichen (geplanten) Fördereinrichtung möglich. Die Kapazität des 3-etagigen nördlichen Korbes beträgt ca. 60 Personen. Der vorgesehene Großraumkorb im südlichen Teil wird ca. 25 Personen aufnehmen können.

4.1.2.3 Einteilung der Anlage in Strahlenschutzbereiche

Ausgehend von den maximal zu erwartenden Ortsdosisleistungen an den einzelnen Handhabungsorten und unter Berücksichtigung der Kontaminationsgefährdung und einer möglichen Aktivitätserhöhung der Wetter in den Einlagerungskammern werden

die einzelnen Teile der Schachtanlage den entsprechenden Strahlenschutzbereichen zugeordnet. Dann werden unter Berücksichtigung der Strahlenschutzmaßnahmen und der Betriebsabläufe verschiedene Kontrollbereichsabgrenzungen diskutiert. Dieser Einteilung liegt die Einlagerung im Einlagerungsfeldesteil 2 zugrunde. Für die übrigen Einlagerungsfeldesteile ist eine prinzipiell ähnliche Einteilung möglich.

Einteilung aufgrund von Dosisleistung, äußerer Kontaminations- und Inkorporationsgefahr

Bei der Einlagerung radioaktiver Abfälle sind in den verschiedenen Anlagenbereichen unterschiedliche Ortsdosisleistungen zu erwarten. Die Kontaminationsgefährdung wird sich, wenn man unbemerkte Verschleppungen ausschließt, auf die Bereiche begrenzen, in denen Abfallgebinde gehandhabt werden.

Kontrollbereiche

Kontrollbereiche müssen dort eingerichtet werden, wo die Möglichkeit besteht, daß Personen durch Bestrahlung von außen oder durch Inkorporation radioaktiver Stoffe im Kalenderjahr eine höhere Körperdosis als 3/10 der Grenzwerte der Anlage X, Spalte 2, StrlSchV, bei einem Aufenthalt von 40 h je Woche erhalten können.

Die Möglichkeit einer Bestrahlung von außen, die zur Überschreitung dieses Grenzwertes führt, ist überall dort gegeben, wo Abfallgebinde gehandhabt und gelagert werden. Es werden deshalb folgende Räume zum Kontrollbereich erklärt:

- Entladestation
- Schachthalle (südlicher Teil)
- südliches Fördertrumm
- Füllort 4. Sohle (südlicher Teil)
- Einlagerungskammern im Einlagerungsfeldesteil 2.

Aufgrund der bereits erwähnten Möglichkeit der Oberflächenkontamination der Abfallgebinde und der damit verbundenen Gefahr der Kontaminationsverschleppung in den Transportstrecken und der Möglichkeit einer Kontamination der Transportstrecken bei Beschädigung der Abfallgebinde sollten diese Strecken zum Kontrollbereich erklärt werden.

Betriebliche Überwachungsbereiche

Betriebliche Überwachungsbereiche sind Bereiche, in denen Personen bei dauerndem Aufenthalt im Kalenderjahr mehr als 1/10 der Grenzwerte der Anlage X, Spalte 2, StrlSchV, erhalten können.

Eine entsprechende Ortsdosisleistung kann in Räumen und Bereichen auftreten, die an Räume oder Bereiche angrenzen, in denen Abfälle gehandhabt und gelagert werden, wenn keine ausreichenden Abschirmungen vorhanden sind. Es werden deshalb folgende Räume zu betrieblichen Überwachungsbereichen erklärt:

- Schachthalle (nördlicher Teil)
- nördliches Fördertrumm
- Vorraum zur Schachthalle
- Füllort 4. Sohle (nördlicher Teil)
- Transportstrecken für Abfälle unter Tage
- sonstige untertägige Strecken und Räume
- sonstige innerhalb des Zauns gelegene übertägige Anlagen
- Teile des Betriebsgeländes.

Außerbetriebliche Überwachungsbereiche

In außerbetrieblichen Überwachungsbereichen darf die Ganzkörperdosis von 1,5 mSv (150 mrem) im Jahr nicht überschritten werden.

Aufgrund der Größe des Betriebsgeländes und der räumlichen Ausdehnung des Grubengebäudes werden Teile der übertägigen Anlagen und des Grubengebäudes als außerbetrieblicher Überwachungsbereich erklärt werden können.

Kontrollbereichsabgrenzungen und Kontrollbereichszugänge

Die Festlegung der Kontrollbereichsgrenzen erfolgt sinnvollerweise unter Berücksichtigung der Personal- und Materialwege in der Anlage. Die Kontrollbereichsabgrenzung sollte so erfolgen, daß aneinandergrenzende Räume einem gemeinsamen Kontrollbereich zugeordnet werden. Weiter sollten möglichst wenige, genau definierte Ein- und Ausgänge - möglichst für Personal und Material getrennt - eingerichtet werden. Daher sollten auch Räume, die per Definition nicht zum Kontrollbereich erklärt werden müssen, hinzugenommen werden, um einen zusammenhängenden Kontrollbereich zu erhalten.

Kontrollbereichsabgrenzungen

Die Kontrollbereichsabgrenzungen werden unter Berücksichtigung der im vorhergehenden Abschnitt durchgeführten Einteilung vorgenommen. Dabei ergeben sich zwei Möglichkeiten:

- Zwei getrennte Kontrollbereiche
  Entladestation, Schachthalle Süd, Förderkorb mit südlichem Trumm und Füllort 4. Sohle (südlicher Teil) bilden einen zusammenhängenden Kontrollbereich. Die Einlagerungskammern bilden zusammen mit den Verbindungsstrecken den zweiten.

- Ein zusammenhängender Kontrollbereich
  Die Transportstrecken auf der 4. Sohle werden ebenfalls dem Kontrollbereich zugeordnet. Dadurch entsteht ein den gesamten Abfallweg umfassender, räumlich zusammenhängender Kontrollbereich.

Die erste Möglichkeit bietet den Vorteil, die weitläufigen Transportstrecken unter Tage aus dem Kontrollbereich herauszunehmen. Der Nachteil besteht aber darin, daß die Transportfahrzeuge bei jedem Verlassen der beiden Kontrollbereiche auf Kontamination überprüft werden müssen.

Bei dem zweiten Vorschlag können diese Kontrollen auf die regelmäßig durchzuführenden Messungen innerhalb des Kontrollbereiches beschränkt werden. Da betriebstechnisch für das zu fördernde Erz räumlich vollkommen getrennte Transportwege zur Verfügung stehen, wird für die geplante Einlagerung ein zusammenhängender Kontrollbereich eingerichtet. Im folgenden wird von der Realisierung dieser Möglichkeit ausgegangen.

Kontrollbereichszugänge

Bei übertägigen kerntechnischen Anlagen verfolgt man bereits bei der Planung der Anlage das Prinzip, nur einen Kontrollbereichszugang für das Personal vorzusehen. Material wird vom Personal getrennt ein- und ausgebracht. Dieses Prinzip ist aus Überwachungsgründen als optimal anzusehen. Für den geplanten Bergwerksbetrieb ist die Einhaltung dieses Prinzips, bedingt durch die Gestalt des Grubengebäudes, nicht sinnvoll.

Zugänge	Personal	Material
Vorraum Schachthalle	X	
Entladestation		X
Füllort 4. Sohle	X	X
Einlagerungsfeldesteil 2 über 4. Sohle	X	X
Einlagerungsfeldesteil 2 über 5. Sohle	X	X

Tab. 4.1.2-2: Personal- und Materialzugänge

In Tabelle 4.1.2-2 sind die für einen praktikablen Bergwerksbetrieb erforderlichen Wege für Personal und Material aufgeführt. Dabei wird beim Material in Einlagerungsgut, Versatzmaterial und technisches Gerät unterschieden. Im folgenden wird die Bedeutung der einzelnen Zugänge erläutert:

- Personalzugang Vorraum Schachthalle
  Dieser Zugang wird als Zugang für die südliche Schachthalle und die Entladestation erforderlich. Er kann darüber hinaus als Zugang für das untertägige Einlagerungspersonal dienen, wenn dieses Personal mit dem südlichen Förderkorb einfährt.

- Personalzugang Füllort 4. Sohle
  Zwischen dem nördlichen und südlichen Teil des Füllorts auf der 4. Sohle ist ein Zugang erforderlich, um während des Einlagerungsbetriebs den Zugang zum untertägigen Teil des Kontrollbereichs zu ermöglichen. Die Seilfahrt erfolgt mit dem nördlichen Korb. Dann betritt das unter Tage benötigte Einlagerungspersonal den Kontrollbereich über den Zugang.

- Personalzugänge zum Einlagerungsfeldesteil auf der 4. Sohle und auf der 5. Sohle
  Diese Zugänge sind erforderlich, um dem für die übergeordneten Tätigkeiten benötigten Personal aus höher oder tiefer gelegenen Sohlen einen Zugang zum Einlagerungsfeldesteil zu gestatten. Dadurch werden Umwege und Wartezeiten vermieden, die bei einer Benutzung des Zugangs am Füllort 4. Sohle auftreten würden. Diese Zugänge werden nur von dem oben genannten Personenkreis bei Bedarf benutzt.

- Materialzugang Entladestation
  Hier werden die einzulagernden Abfälle in Empfang genommen und die Transportfahrzeuge (Bundesbahnwaggon und Lkw's) nach dem Entladen "freigemessen". Außerdem werden hier die leeren Paletten "freigemessen" und entlassen.

- Materialzugang Füllort 4. Sohle
  Hier wird nur technisches Gerät bei Bedarf aus dem Kontrollbereich entlassen.

- Materialzugänge zum Einlagerungsfeldesteil auf der 4. Sohle und auf der 5. Sohle
  Diese Zugänge dienen zum Antransport von Versatzmaterial, das in anderen Feldern abgebaut wird. Darüber hinaus dienen sie dazu, technisches Gerät aus dem Einlagerungsfeldesteil zu entlassen (z. B. zu Reparaturen in den Werkstätten auf der 3. Sohle).

Die Personalwege für die einzelnen Personengruppen werden im nächsten Kapitel beschrieben.

Maßnahmen zur zeitweisen Einrichtung von Kontrollbereichen

Die Einrichtung eines Kontrollbereiches kann nach Beendigung des Umgangs mit radioaktiven Stoffen aufgehoben werden. Es ist also möglich, z. B. nach Beendigung der Einlagerungsschicht, den Kontrollbereich für folgende Räume aufzuheben und z. B. zum betrieblichen Überwachungsbereich zu erklären:

- Entladestation
- Schachthalle (südlicher Teil)
- Förderkorb mit Fördertrumm
- Füllort 4. Sohle
- Transportstrecken.

Allerdings sind die Räume und die darin befindlichen Geräte vor Aufhebung auf Kontamination zu überprüfen. Hierbei müssen die Grenzwerte für nicht festhaftende Oberflächenkontamination in betrieblichen Überwachungsbereichen gemäß Anlage IX der StrSchV unterschritten werden. Im Einlagerungsfeldesteil müssen die Kammern, in denen sich Abfälle befinden, Kontrollbereich bleiben.

4.1.2.4 Personal- und Materialwege

Die Festlegung der Personalwege erfolgt unter Berücksichtigung der Kontrollbereichsabgrenzung. Die Materialwege richten sich überwiegend nach den betrieblichen und räumlichen Gegebenheiten und werden nur zusammenfassend beschrieben.

Personalwege

Das Betriebspersonal betritt über den Sozialbereich (Kauen) die Betriebsräume. Im Vorraum zur Schachthalle werden an das Personal, das für die Handhabung über Tage und die Einlagerung unter Tage benötigt wird, und an das für übergeordnete Tätigkeiten erforderliche Personal die Dosimeter ausgegeben.

Einlagerungspersonal

Das für den Einlagerungsbetrieb in der Schachthalle (südlicher Teil) und in der Entladestation benötigte Personal betritt den Kontrollbereich über den Zugang im Vorraum zur Schachthalle.

Für das unter Tage erforderliche Personal bestehen zwei Zugangsmöglichkeiten. Erfolgt die Seilfahrt zu Beginn der Schicht mit dem südlichen Förderkorb (Kapazität ca. 25 Personen), so kann der Kontrollbereich ebenfalls über den Vorraum zur Schachthalle betreten werden. Muß die Seilfahrt jedoch mit dem nördlichen

Korb erfolgen, so betritt dieses Personal am Füllort der 4. Sohle den Kontrollbereich. Die Arbeitsplätze in den Einlagerungskammern werden über die 4. Sohle (Transportstrecken) erschlossen. Bei Schichtende verläßt das Personal den Kontrollbereich an derselben Stelle. Die Strahlenschutzmaßnahmen bei Verlassen des Kontrollbereichs sind im Kapitel 4.1.1 beschrieben.

Personal zur Erzförderung

Dieses Personal fährt mit dem nördlichen Korb nach unter Tage und erreicht über die 3. oder 5. Sohle die jeweiligen Arbeitsplätze, d. h. es bewegt sich stets außerhalb des Kontrollbereichs.

Übergeordnetes Personal

Für Seilfahrten benutzt dieses Personal vornehmlich den nördlichen Korb. Der Zutritt zum Kontrollbereich erfolgt jeweils über den nächstgelegenen Zugang. Beim Verlassen des Kontrollbereichs werden ebenfalls die nächstgelegenen Zugänge verwendet. Die Maßnahmen beim Verlassen des Kontrollbereichs werden im Kapitel 4.1.1 beschrieben.

Materialwege

Die Materialwege ergeben sich aus dem Betriebsablauf. Das zu transportierende Material läßt sich wie folgt einteilen:

- Abfälle
  Die Abfallgebinde werden ausschließlich innerhalb des Kontrollbereichs transportiert. Durch organisatorische Maßnahmen wird sichergestellt, daß im Schacht keine Abfall- und Personentransporte gleichzeitig stattfinden. Der Rücktransport der leeren Paletten erfolgt ebenfalls ausschließlich innerhalb des Kontrollbereichs.

- Versatzmaterial
  Das Versatzmaterial (vergl. Kap. C 3.5.3) (abgesiebtes Erz aus der Streckenauffahrung) wird in das Einlagerungsfeldesteil (in der Nähe der Kontrollbereichszugänge) transportiert und dort im Kontrollbereich gebunkert.

- Gerät
  Technisches Gerät kann sowohl innerhalb als auch außerhalb des Kontrollbereichs transportiert werden. Vor dem Verlassen des Kontrollbereichs erfolgt in jedem Fall eine Freimessung durch den Strahlenschutz.

- Erz
  Erz aus der Auffahrung wird ausschließlich außerhalb des Kontrollbereichs transportiert.

4.1.2.5 Zugangskontrolle

Die Strahlenschutzverordnung schreibt u. a. vor:

- allen Personen, die im Kontrollbereich tätig werden müssen, den Zutritt zu gestatten,

- bei diesen Personen die Körperdosen zu ermitteln,

- diese Personen bei Verlassen des Kontrollbereichs auf Kontamination zu überprüfen.

Dies kann nur dann gewährleistet werden, wenn an den Kontrollbereichszugängen entsprechende technische und organisatorische Maßnahmen vorgesehen werden.

Die technische Ausstattung der Kontrollbereichszugänge ist im Kapitel 4.1.1 und im Kapitel 2.1.1.2 beschrieben.

Alle Zugänge sind mit Hand-Fuß-Kleider-Monitoren ausgerüstet. Die Umgehung dieser Geräte beim Verlassen des Kontrollbereichs wird durch administrative Maßnahmen verhindert. Die Pegelüberschreitung bei Benutzung dieser Geräte wird vor Ort und im Vorraum zur Schachthalle optisch und akustisch angezeigt. Die Dosimeterausgabe und -rückgabe wird vom Strahlenschutzpersonal überwacht.

Der Zugang im Vorraum zur Schachthalle wird ständig mit Strahlenschutzpersonal besetzt. Der Zugang am Füllort 4. Sohle wird bei Schichtbeginn und Schichtende mit Strahlenschutzpersonal besetzt. In der übrigen Zeit wird dieser Zugang mit einer Fernsehkamera überwacht. Der Bildschirm befindet sich im Strahlenschutzbüro im Vorraum zur Schachthalle. Die beiden Zugänge zum Einlagerungsfeld werden nur mit Fernsehkameras überwacht. Bei Bedarf kann an diesen Zugängen auch Strahlenschutzpersonal eingesetzt werden.

4.1.3 Abschätzung der Personendosis an sensitiven Betriebspunkten

Die Strahlenbelastung des Betriebspersonals ist abhängig von der Dosisleistung in der Umgebung der Abfallgebinde und der Aufenthaltsdauer in ihrer Nähe.

Die Dosisleistung an der Außenseite der Gebinde kann auf der Basis der zu erwartenden Abfälle und deren Nuklidspektrum abgeschätzt werden (s. Kap. 1.1.3). Die Personendosis bei Arbeitsvorgängen mit einem Abfallgebinde bzw. in der Nähe eines Abfallgebindestapels wird nach der Formel

$$D = \sum_{i,j} \dot{D}_j (X) \cdot t_i$$

mit $\dot{D}_j$ als entfernungsabhängiger Dosisleistung des j-ten Abfallgebindes und t_i als Zeitintervall eines Handhabungsschritts berechnet.

Fig. 4.1.3-1 und -2 zeigen die Abhängigkeit der Oberflächendosisleistung zementfixierter Abfallprodukte vom Aktivitätsinventar (γ-Strahler) für verschiedene Behältertypen, einmal für Co-60 mit γ-Energien von 1,17 und 1,33 MeV/Zerfall und weiter für 1 MeV/Zerfall, was der mittleren γ-Energie der Nuklidgemische in den Abfällen entspricht.

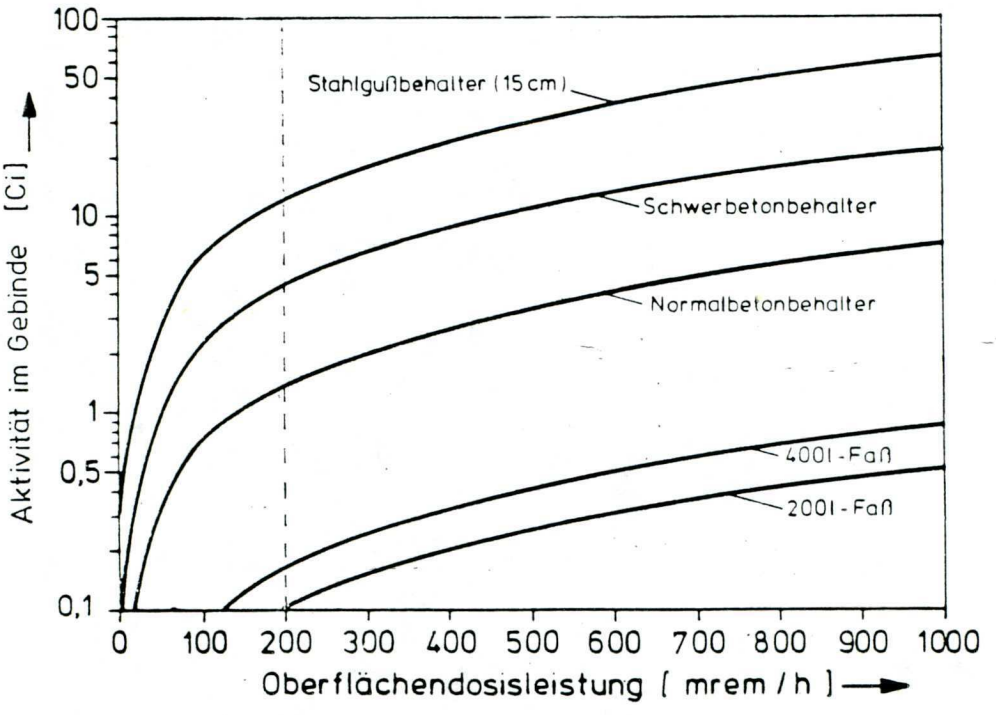


Fig. 4.1.3-1: Oberflächendosisleistung von Abfallbehältern als Funktion des Aktivitätsinventars an Co-60 (γ-Energien 1,17 und 1,33 MeV) (1 Ci = 37 GBq)

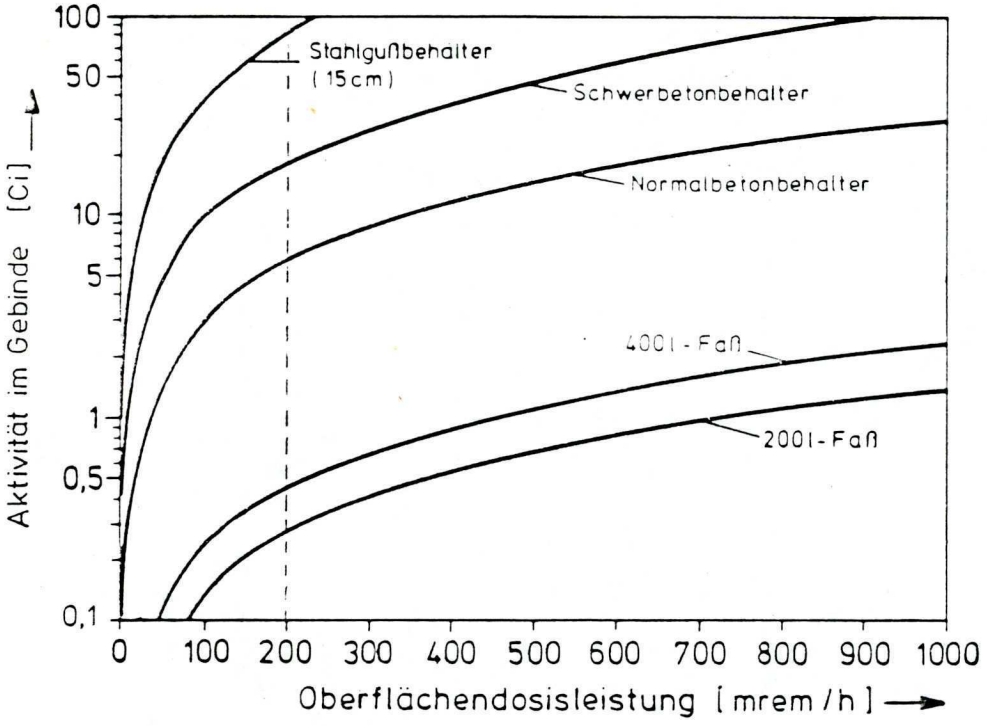


Fig. 4.1.3-2: Oberflächendosisleistung verschiedener Abfallbehälter als Funktion des Aktivitätsinventars (γ-Energie 1,0 MeV) (1 Ci = 37 GBq)

Die Höchstwerte der zulässigen Dosisleistung sind auf 2 mSv (200 mrem)/h an der Oberfläche und 0,1 mSv (10 mrem)/h in 1 m Abstand vom Behälter festgelegt.

In der Praxis liegt der größte Teil der Abfälle aufgrund des niedrigen Aktivitätsgehaltes der Abfälle deutlich unter diesen Dosisleistungswerten.

Die Abhängigkeit der Dosisleistung von der Entfernung von der Behälteroberfläche zeigt Fig. 4.1.3-3 für die Gebindearten 200 l-, 400 l-Faß und 200 l-VBA. Dabei wurde einheitlich für alle Gebinde eine Dosisleistung von 100 µSv (10 mrem)/h in 1 m Entfernung angenommen.

Zur Abschätzung einer mittleren Dosisleistung einer Anordnung verschiedener Behälter mit verschiedenen Oberflächendosisleistungen wird davon ausgegangen, daß etwa 57 % der Fässer und 50 % der VBA eine Dosisleistung von 50 - 100 µSv (5 - 10 mrem)/h in 1 m Entfernung von der Oberfläche hervorrufen, ferner 50 % der VBA 10 - 50 µSv /h und 43 % der Fässer weniger als 50 µSv/h. Damit ergibt sich im Mittel über alle

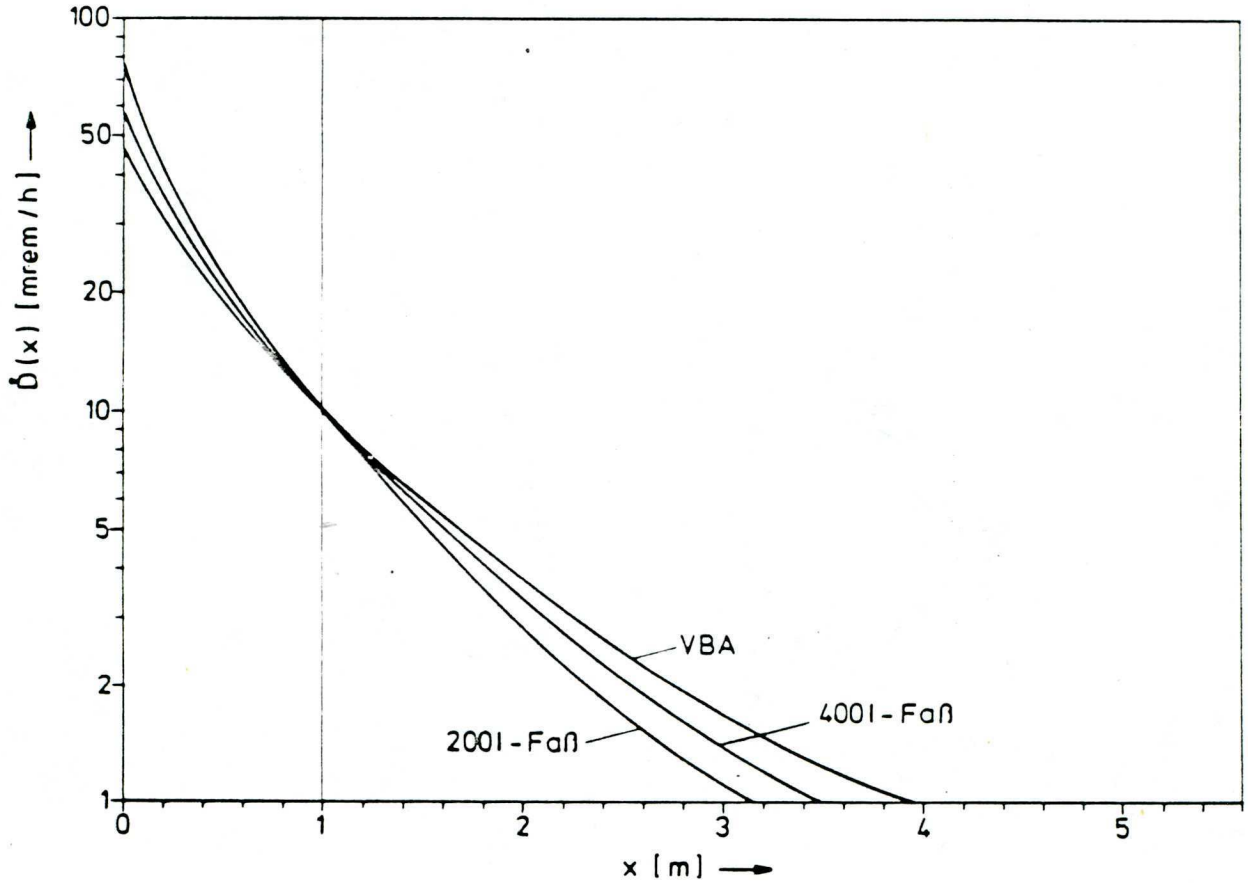


Fig. 4.1.3-3: Dosisleistung verschiedener Abfallgebinde in Abhängigkeit vom Abstand zur Oberfläche. Als Randbedingung gilt die Annahme $\dot{D}$ = 10 mrem/h in 1 m Abstand (1 mrem = 10 µSv)

Abfallgebinde eine Dosisleistung von 50 µSv/h in 1 m Entfernung von der Oberfläche und 200 - 400 µSv direkt an der Außenseite. Als Beispiel für die Dosisberechnung sind in Fig. 4.1.3-4 die relativen Dosisleistungen vor einem Faßstapel mit rechteckiger Stirnfläche bei einer Breite von 6,3 m für verschiedene Breite/Höhe-Verhältnisse in Abhängigkeit von der Entfernung aufgetragen. Es ist zu erkennen, daß bei zunehmender Stapelhöhe die Dosisleistung mit der Entfernung immer weniger abnimmt. Für die Einlagerungskammern mit 40 m² Querschnitt beträgt das Breite/Höhe-Verhältnis 1.

Für die Abschätzung der Strahlenbelastung an den verschiedenen Betriebspunkten werden die Zeiten und Entfernungen zugrundegelegt, die bei den Simulationsversuchen mit inaktiven Abfallgebinden ermittelt wurden (vgl. Kap. 3.3.3).

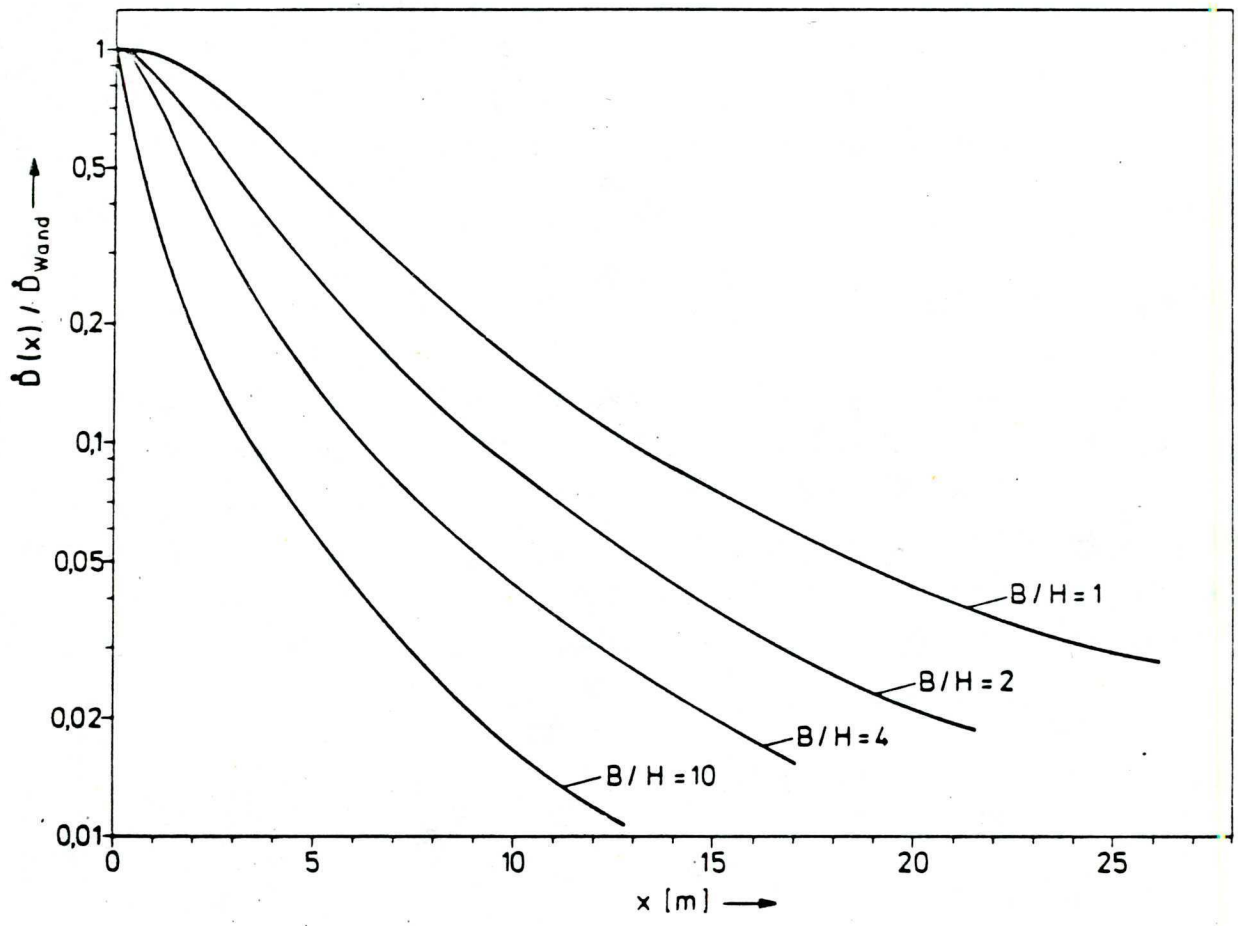


Fig. 4.1.3-4: Relative Dosisleistung als Funktion der Entfernung für einen rechteckigen Faßstapel von 6,3 m Breite bei verschiedenen Breite/Höhe-Verhältnissen, bezogen auf die Dosisleistung an der Wand (x = 0)

Strahlenbelastung in der Entladestation und bei Beschickung des Förderkorbes

Die direkt mit der Handhabung der Abfälle befaßten Personen in der Schachthalle sind die Fahrer der Ladefahrzeuge. Sie befinden sich in einem Abstand von ca. 3 m von den Abfallgebinden. Die Dosisleistung beträgt dort nach Fig. 4.1.3-3 im Mittel 10 µSv/h. Die jährliche Dosis beim Fahren beträgt somit etwa 2,6 mSv. Hierzu müssen die zusätzlichen Belastungen infolge des Aufenthaltes in der Nähe einer

großflächigen Strahlenquelle (Anlieferfahrzeug) addiert werden. Dieser Bereich umfaßt ca. 10 m. Beim Aufnehmen der Paletten bzw. VBA beträgt die jährliche Dosis ca. 10 mSv (1 000 mrem) (Entfernung 3 m, Dosisleistung gemäß Fig. 4.1.3-4 ca. 110 µSv/h (11 mrem/h), Frontfläche der Ladung 5 m x 2 m). Insgesamt ist in der Schachthalle mit einer jährlichen Kollektivdosis der mit dem Transport der Abfallgebinde befaßten Fahrer insgesamt von weniger als 0,012 manSv (1,2 manrem) zu rechnen.

Strahlenbelastung am Füllort

Mit den in Kap. 3.3.3 aufgeführten Zeiten beträgt für die Staplerfahrer die jährliche Kollektivdosis infolge des Abfalltransportes 2,8 mSv (280 mrem). Für die zusätzliche Dosis infolge des Aufenthaltes in der Nähe von Ansammlungen von Abfallgebinden wird davon ausgegangen, daß 18 200 l-Fässer mit einem Förderzug nach unter Tage gebracht werden (Frontfläche 2 m x 4 m). Die Dosisleistung in 3 m Entfernung beträgt dann ca. 90 µSv/h (9 mrem/h) und die jährliche Kollektivdosis ca. 0,0126 manSv (1,26 manrem).

Strahlenbelastung beim Transport zur Einlagerungskammer

Die für den Transport der Abfälle vom Füllort zur Lagerstrecke insgesamt erforderliche Transportdauer wird auf 1375 h/a geschätzt. Der Abstand der Fahrer zur Ladung beträgt ca. 3 m, die Frontfläche der Ladung ca. 2 m x 2 m. Damit berechnet sich die Dosisleistung am Fahrersitz zu ca. 70 µSv/h (7 mrem/h), die jährliche Kollektivdosis der für den Transport eingesetzten Fahrer zu insgesamt 0,096 manSv (9,6 manrem).

Strahlenbelastung in der Einlagerungskammer

Für die Berechnung der Dosisleistung wird vorausgesetzt, daß die Lagerstrecke zunächst bis etwa zu ihrer halben Höhe gefüllt wird. Danach wird eine Schicht Versatzmaterial eingebracht, die gleichzeitig als Fahrbelag und als Abschirmung dient (30 cm Eisenerz vermindern die Strahlung um ungefähr den Faktor 100). Hierauf wird dann die obere Hälfte der Kammer gefüllt. Das Betriebspersonal arbeitet damit vor Frontflächen von jeweils maximal 3 m x 6,3 m (Fig. 4.1.3-3 im Mittel B/H = 4). Die jährliche Dosis beim Stapeln beträgt insgesamt, d. h. in beiden Einlage-

rungskammern, 7,5 mSv (10 µSv/h) am Fahrersitz). Die erhöhte Dosisleistung vor dem Faßstapel reicht bis zu einer Entfernung von 13 m. Die Aufenthaltsdauer in diesem Bereich wird pro Stapelvorgang mit 50 Sekunden angesetzt. Damit ergeben sich insgesamt pro Jahr ca. 420 Stunden. Die jährliche Dosis beträgt ca. 0,046 manSv (4,6 mrem). Die Kollektivdosis der Stapelfahrer liegt damit bei ca. 0,054 manSv/a (5,4 manrem/a).

Die Ergebnisse der Dosisabschätzungen an den einzelnen Betriebspunkten der Einlagerung sind in Tab. 4.1.3-1 zusammengefaßt. Sie zeigen (unter Berücksichtigung der Anzahl der Personen, die die jeweilige Tätigkeit ausführen, vgl. Kap. 3.6), daß an keinem Betriebspunkt mit einer Überschreitung der Grenzwerte der Körperdosen für beruflich strahlenexponierte Personen gemäß Anlage X StrlSchV zu rechnen ist.

Betriebspunkt	Gebindeart	Handhabungszeit [s]		Strahlenbelastung [mrem/h]		jährl. Kollektivdosis des Betriebspersonals [man-rem]	
Schachthalle	Paletten à 6 Faß	Aufnehmen:	30	Fahren :	1	Fahren:	0,26
	VBA einzeln	Fahren:	2 x 25	am Transport-		Stapeln:	1,0
		Absetzen:	30	fahrzeug:	11		
Füllort	Paletten à 6 Faß	Aufnehmen:	45	Fahren:	1	Fahren:	0,28
	VBA einzeln	Fahren:	2 x 15				
		Absetzen:	30	am Stapel:	9	Stapeln:	1,26
Strecke vom Schacht zum Lagerort	3 Paletten à 6 Faß oder 5 VBA	Fahrt: 2 x 1800		Fahren:	7	Fahren:	9,6
Lagerstrecke	Fässer einzeln	Aufnehmen:	30	Fahren:	1	Fahren:	0,75
	VBA einzeln	Fahren:	2 x 20	am Stapel:	11	Stapeln:	4,6
		Stapeln:	40				

Tab. 4.1.3-1: Ergebnisse der Personendosisabschätzung für die Arbeitsgänge bei der Einlagerung (1 rem = 10 mSv)

Dabei wurde die Strahlenbelastung dadurch überschätzt, daß die Hantierungszeiten zugrunde gelegt wurden, die bei ersten Simulationsversuchen ermittelt wurden. Im Routinebetrieb nach entsprechender Einübung des Personals können kürzere Zeiten erwartet werden. Weiterhin wurden keinerlei Maßnahmen zur Strahlenabschirmung an den Fahrzeugen berücksichtigt. Mit einer Bleiwand von 3 cm Dicke ließe sich jedoch die Strahlung z. B. für Abfall mit einer mittleren Strahlungsenergie von 1 MeV um den Faktor 10 verringern. Die gleiche Wirkung würde mit einer Stahlwand von 5 cm Dicke erzielt. Hierdurch könnte die Dosisleistung auf einfache Weise erheblich gesenkt werden.

Mit Unsicherheiten behaftet ist die Abschätzung der repräsentativen mittleren Dosisleistung der Abfallgebinde. Ein Vergleich der abgeschätzten Strahlenbelastung für den Einlagerungsbetrieb in der Grube Konrad mit den beim Versuchsbetrieb im Salzbergwerk Asse ermittelten Werten zeigt jedoch, daß die geschätzten Werte, insbesondere auch in Anbetracht der unterschiedlichen Betriebsweise (Hantierung von Paletten, längere Fahrzeiten, Stapel aller Abfallgebinde in der Lagerkammer) als plausibel und repräsentativ angesehen werden können.

4.2 Kerntechnische Sicherheit bei bestimmungsgemäßem Betrieb

In einem Endlagerbergwerk sind - neben den in Bergwerken üblichen Sicherheitsauflagen - weitere Sicherheitsaspekte zu berücksichtigen, die sich als Folge des Umgangs mit radioaktiven Materialien ergeben. Hierzu ist die Abgabe von Radionukliden aus dem Endlager und die Größenordnung der resultierenden Strahlenbelastung in der Umgebung zu bestimmen bzw. deren Obergrenze auf Basis konservativer Abschätzungen zu ermitteln. Für das Endlager sind die radiologischen und thermischen Auswirkungen für das Betriebspersonal und die Lagerkammern bei regulärem Betrieb, d. h. ohne Berücksichtigung irregulärer Betriebsabläufe, zu beschreiben.

4.2.1 Aktivitätsfreisetzung aus Abfallgebinden

Aus konditionierten Abfällen können infolge radiochemischer Prozesse (Nuklidzerfall) oder physikalisch/chemischer Umwandlungsvorgänge Radionuklide in die Grubenluft freigesetzt werden. Der Freisetzungsanteil wird bestimmt durch

- das Konditionierungsverfahren (z. B. Fixiermittel, Behälter)
- die Lagerbedingungen (z. B. Temperatur, Druck)
- die Mobilität der Nuklide (fest/flüssig/gasförmig)

Die Nuklide können in Gas-, Dampf- oder Aerosolform aus Abfallgebinden entweichen und die Aktivität der Grubenwetter erhöhen. Weiterhin können sich Festnuklide, die in Form von Oberklächenkontaminationen auf den Behälteroberflächen angelagert sind, ablösen und ebenfalls freigesetzt werden. Der letztgenannte Vorgang spielt jedoch im Vergleich zur Freisetzung gasförmiger Nuklide nur eine untergeordnete Rolle und wird im folgenden vernachlässigt.

Zur Vereinfachung der Berechnung der Aktivitätsangaben aus den Abfallgebinden werden die Nuklide in Freisetzungsklassen eingeteilt. Die Klassifizierung wird nach den Kriterien Beweglichkeit (flüchtige oder feste Stoffe) und physikalisch-chemische Eigenschaften (Stellung im Periodensystem, Isotope eines Elements etc.) vorgenommen. Für jede Freisetzungsklasse wird ein Leitnuklid benannt. Tab. 4.2.1-1 gibt die Freisetzungsklassen und Leitnuklide an. Die Freisetzung von Leitnukliden aus einer Anzahl verschiedener Gebindetypen wird nach folgender Beziehung berechnet:

$$\dot{A} = \sum_n G_n \nu_n A_n \text{ , wobei}$$

$\dot{A}$ (Bq/h): Leitnuklid-spezifische Aktivitätsangabe aller Abfallgebinde
G_n : Anzahl der Gebinde eines Gebindetyps
A_n(Bq) : Aktivität der Gebinde
$\nu_n(h^{-1})$: Freisetzungskoeffizient eines Gebindetyps, d. h. relative Aktivitätsabgabe pro Gebinde- und Zeiteinheit.

Es wird angenommen, daß sich die freigesetzten Nuklide nicht an den Oberflächen der Strecken und Schächte ablagern. Daher ist die errechnete Freisetzung $\dot{A}$ identisch mit der einlagerungsbedingten Aktivitätsabgabe an die Umgebung.

Hinsichtlich der Dichtigkeit der Gebindeummantelungen (z. B. Faßwandung) wurde konservativ von offenen Behältnissen ausgegangen. Die ermittelten Aktivitätsfreisetzungen berücksichtigen demnach in hinreichendem Maße Gebindedefekte und Beschädigungen und stellen in diesem Punkt eine Überbewertung dar. Ebenso wird die Ausbreitung durch gebindeinterne Barrieren, wie z.B. das Versatzmaterial, vernachlässigt. Weiter wird vorausgesetzt, daß die Oberflächenkontamination der Gebinde den nach den Einlagerungsbedingungen höchstzulässigen Werten entspricht. Die Rn-222 Produktion aus dem Zerfall des Ra-226 wurde vernachlässigt, weil der Radionuklidgehalt im Abfall klein gegenüber dem des Erzes ist. Zugrundegelegt wurde weiterhin ein ungünstiger Betriebszustand, nämlich zwei unverschlossene Einlagerungskammern mit maximaler Gebindebelegung. Das Nuklidinventar in diesen Strecken ist in Tab. 4.2.1-2 aufgeführt.

Freisetzungsklasse	Benennung	Leitnuklid
1	Gasförmige Nuklide	Kr-85
2	Wasseranhängige Nuklide	H-3
3	Organisch gebundene Nuklide	C-14
4	Halogene	J-129
5	Feststoffe	Cs-137

Tab. 4.2.1-1: Definition von Freisetzungsklassen und Leitnukliden.

Nuklid	Freisetzungs-koeffizient ν h^{-1}	offen gelagertes Inventar GBq	Aktivitäts-abgabe GBq/a	Konz. in Abwetter Bq/m³
H-3	$7{,}6 \cdot 10^{-6}$	444	29,6	9
C-14	$< 7{,}6 \cdot 10^{-6}$	196	< 15	5
J-129	$2{,}2 \cdot 10^{-8}$*	1,15	$2{,}2 \cdot 10^{-4}$	$7 \cdot 10^{-5}$

*: Gewichteter Mittelwert für VBA und Fässer bzw. Fixiermittel

Tab. 4.2.1-2: Freisetzungskoeffizienten, angenommenes offengelegtes Inventar, Jahresabgabewerte von Radionukliden aus den Abfällen und die für einen Wetterstrom von 100 m³/s resultierende Aktivitätskonzentrationen.

Die verwendeten Freisetzungskoeffizienten sind in Tab. 4.1.2-2 angegeben. Der Wert für J-129 ergab sich über eine gewichtete Mittelung über die J-129-haltigen Gebindearten.

Die errechneten jährlich an den Wetterstrom abgegebenen Aktivitätsmengen und die für einen Wetterstrom von 100 m³/s resultierende Aktivitätskonzentration zeigt Tab. 4.2.1-2.

Die radiologische Umweltbelastung durch diesen Radionuklidaustrag wird in Kap. 4.2.3 behandelt.

4.2.2 Überwachung der Raumluft und der Abwetter

4.2.2.1 Wetterüberwachung in den Strecken

Aus den im Kap. 4.2.1 ermittelten Freisetzungsraten kann abgeleitet werden, daß bei den teilweise flüchtigen Nukliden (H-3, C-14, J-129) eine nachweisbare Erhöhung der Aktivitätskonzentration der Abwetter im Vergleich zur Aktivitätskonzentration der Umgebungsluft für möglich gehalten wird. Eine regelmäßige Überwachung der Raumluft wird daher bereits in der Nähe der Einlagerungskammern durchgeführt.

Bei der eingesetzten Gerätetechnik werden sämtliche aerosolförmig vorliegenden Radionuklide auf einem Filter aufgesammelt, das bei Bedarf auf alle abgeschiedene Radionuklide ausgemessen werden kann (z. B. Radon-Folgeprodukte).

Aufgrund der erwarteten Freisetzungen ist es aber nicht erforderlich, das Abwetter aus den Einlagerungskammern kontinuierlich auf die aus den eingelagerten Gebinden freigesetzten Aerosolaktivitäten zu überwachen.

Aus den Abwettern der offenen bewetterten Strecken werden Luftproben über Probennahmeleitungen zu den Sammeleinrichtungen geführt. Die entsprechenden Geräte sind, um die Adsorptionsverluste in den Zuleitungen zu reduzieren, in der Nähe der jeweiligen Probenahmestellen installiert.

In den zu überwachenden Abwettern ist die erwartete Jodaktivitätskonzentration so gering, daß ihre direkte Bestimmung meßtechnisch nicht möglich ist.

Zur Jodüberwachung werden daher spezielle Filter eingesetzt, durch die eine Luftprobe des Abwetters hindurchgesaugt wird. Diese Filteranordnungen bestehen aus einem Aerosolfilter, um eine Meßwertverfälschung durch Aerosolkontamination zu verhindern, und einem Filterpaar für die Jodadsorption.

Eine Überprüfung der Jodabscheidungen auf dem zweiten, dem eigentlichen Überwachungsfilter nachgeschalteten Jodfilter, gibt Hinweise auf den Rückhaltefaktor des Jodmaterials. Der Durchfluß der Meßanordnung wird überwacht und die Durchflußmenge gemessen.

Das Aerosolfilter und das Jodadsorptionsfilter können bei Bedarf im Labor nuklidspezifisch auf die in ihnen abgeschiedenen Jodaktivitäten untersucht werden.

Darüber hinaus kann das Aerosolfilter auch zur gelegentlichen Bestimmung der in den überwachten Strecken vorhandenen Aerosolaktivitäten verwendet werden.

Tragbare Geräte zur gezielten Überwachung auf Tritium-, Kohlenstoff-14- und Aerosolaktivitäten ergänzen die festinstallierten Sammeleinrichtungen und tragen zu einer sicheren und umfassenden Kontrolle der Raumluft bei.

4.2.2.2 Abwetterüberwachung am ausziehenden Wetterschacht

Dem ausziehenden Wetterstrom wird ein Teilstrom entnommen und in den Abwetter-Aktivitätsmeßraum geführt, der sich über Tage in unmittelbarer Nähe des ausziehenden Wetterschachtes befindet. Dort wird die Luftprobe auf ihre Jod-, Aerosol-, Tritium- und Kohlenstoff-14-Aktivität überwacht. Um die Bestimmung der abgegebenen Gesamtaktivität zu ermöglichen, wird zusätzlich kontinuierlich der Gesamtluftdurchsatz im ausziehenden Wetterschacht gemessen.

Mit der Abwetterüberwachung wird im wesentlichen belegt, daß die Aktivitätskonzentrationen der Abwetter die sehr geringen Erwartungswerte nicht überschreiten. So ergeben sich bei den in Kap. 4.2.1 ermittelten erwarteten jährlichen Aktivitätsabgaben z. T. Werte für die Aktivitätskonzentrationen im Bereich der Nachweisgrenze von sammelnden Geräten (mit Laborauswertung der Meßfilter).

Jod- und Aerosolüberwachung

Die Überwachung der Abwetter auf Jod und Aerosole erfolgt im ausziehenden Wetterschacht kontinuierlich mit zwei redundanten Filteranordnungen nach dem gleichen Verfahren, wie es für die offenen Strecken (Kap. 4.2.2.1) beschrieben wurde. Damit ist auch eine Erfassung der Radon-Emission möglich.

Tritiumüberwachung

Zur Bestimmung der Tritiumkonzentration im ausziehenden Wetterschacht wird ein Teilstrom der Abwetter kontinuierlich in einem Kühler soweit abgekühlt, daß der darin enthaltene Wasserdampf zum Teil auskondensiert. Das anfallende Kodensat wird gesammelt und in einem Labor auf seine Tritiumaktivität hin untersucht. Der Durchfluß der Meßanordnung wird überwacht. Der in Form von HT vorliegende Tritiumanteil wird durch Zusatzmessungen bestimmt.

Kohlenstoff-14-Überwachung

Zur Bestimmung der C-14-Abgabe wird dem ausziehenden Wetterschacht kontinuierlich ein Teilstrom entnommen und einer Anordnung zugeführt, in der CO_2 abgeschieden wird. Die Bestimmung der Aktivitätskonzentration der Probe erfolgt durch Laborauswertung. Der Durchfluß der Meßanordnung wird überwacht. Da C-14 auch in anderen Verbindungen vorkommt, wird durch Zusatzmessungen der an CO_2-gebundene Anteile der C-14 Gesamtemission bestimmt und berücksichtigt.

4.2.3.3 Umgebungsüberwachung

Die Überwachung der Immissionen in der Umgebung eines Endlagers für radioaktive Abfälle ergänzt die Überwachung der Emissionen (vgl. Kap. 4.2.2.2 und 4.2.5). Ihre Ergebnisse dienen der Beweissicherung vor der Inbetriebnahme, der Beurteilung der Einhaltung der Dosisgrenzwerte im bestimmungsgemäßen Endlagerbetrieb sowie der Beurteilung von Störfallauswirkungen.

Da eine verbindliche Richtlinie für die Durchführung der Immissionsüberwachung z. Zt. nur für Kernkraftwerke vorliegt (BMI, 1979), müssen für die Umgebungsüberwachung des Endlagerbergwerks Konrad neue Überwachungsprogramme aufgestellt werden. Hierbei können die in der Richtlinie formulierten Überwachungsgrundsätze weitgehend auf die speziellen Bedingungen eines Endlagers übertragen werden.

Art und Umfang der Überwachungsmaßnahmen müssen sich jedoch an den möglichen Freisetzungen von Radionukliden aus dem Endlager orientieren.

Anhand der vorliegenden Abschätzungen über mögliche Emissionen mit den Abwettern oder mit dem Abwasser aus dem Endlagerbergwerk Konrad wird der Umfang der Immissionsüberwachung deutlich geringer sein als z.B. für ein Kernkraftwerk.

Die Programme zur Umgebungsüberwachung werden Messungen der radioaktiven Stoffe in den Transportmedien Luft und Wasser sowie in den Ernährungsketten und die Messung der Direktstrahlung vorsehen.

Zur Beurteilung der Immissionsverhältnisse werden die meteorologischen Daten (z.B. Windrichtung, Windgeschwindigkeit, Niederschlag) gemessen und registriert.

Das Konzept der Endlagerung radioaktiver Abfälle in tiefen geologischen Formationen beinhaltet, daß das Endlager nach der Stillegung sich selbst überlassen werden kann und keine Wartung oder Überwachung notwendig ist. Die Umgebungsüberwachung kann sich daher auf die Zeiten während des Betriebes und der Stillegungsmaßnahmen beschränken und in der Nachbetriebsphase gegebenenfalls im Rahmen der allgemeinen Umweltüberwachung durchgeführt werden.

4.2.3 Abgabe radioaktiver Stoffe und radiologische Belastung von Personen in der Umgebung

Gemäß § 45 der Strahlenschutzverordnung ist beim Betrieb einer kerntechnischen Anlage der Nachweis zu erbringen, daß die vorgegebenen Grenzwerte der Strahlenexposition von Personen eingehalten werden. Nachfolgend wird die Strahlenbelastung von Personen in der Umgebung des Endlagers berechnet, die durch die Abgabe radioaktiver Stoffe aus den Abfällen bei bestimmungsgemäßem Betrieb des Endlagers im ungünstigsten Falle verursacht werden kann.

4.2.3.1 Berechnungsgrundlagen

Grundlage für die Berechnung der Aktivitätsableitung sind die Freigabewerte aus den Abfallgebinden nach Kap. 4.2.1, Tab. 4.2.1-2. In die folgende Betrachtung nicht einbezogen werden die Radionuklide, die mit dem Frischwetter eingebracht oder aus dem Erz an die Wetter abgegeben werden. Es werden nur die Nuklide berücksichtigt, deren Freisetzungsklasse einen Anteil von mindestens 1 % der Gesamtaktivitätsabgabe ausmachen. Zusätzlich wurde J-129 wegen seiner besonderen radiologischen Eigenschaften berücksichtigt.

Die Abwetter der Grube Konrad treten am Schacht Konrad 2 auf dem Gelände der Stahlwerke Peine-Salzgitter aus. 5 % des Abwetterstroms werden über das Schachtanlagengebäude, 95 % über einen 9 m hohen Diffusor abgeleitet.

Die Aktivitätsausbreitung in die Umgebung wurde gemäß den Richtlinien (BMI 1979) nach dem Gauß'schen Ausbreitungsmodell berechnet. Zugrundegelegt wurde eine dreidimensionale Wetterstatistik nach Klug-Manier der Wetterstation Braunschweig-Völkenrode (DWD 1979). Für den Standort "Konrad" existiert keine dreidimensionale Wetterstatistik, die dortige Verteilung der Windrichtungen (vgl. Kap. A 2) stimmt aber gut mit denen der Wetterstation Braunschweig-Völkenrode überein. Bei der Ermittlung der Washout-Faktoren wurde die mittlere jährliche Niederschlagsmenge von 671,5 mm entsprechend den Windrichtungshäufigkeiten auf die Sektoren einer 16-teiligen Windrose verteilt. Bei der Festlegung der Ausbreitungsfaktoren wurde die Gebäudeverwirbelung entsprechend einer Stirnfläche von 150 m² zugrundegelegt.

4.2.3.2 Strahlenexposition von Personen in der Umgebung des Endlagers

Die in der näheren Umgebung des Abwetterschachtes Konrad 2 für Personen mögliche Expositionspfade sind Submersion, Bodenstrahlung und Inhalation. Die daraus maximal mögliche Strahlenbelastung wurde für einen Vollkreis mit 12 Sektoren und einem Radius von 100 m um den Diffusor von Schacht 2 berechnet. Es wurde angenommen, daß sich die betrachtete Person 1840 Stunden des Jahres an dem betrachteten Ort des Werksgeländes aufhält. Aus den genannten Daten ergeben sich folgende Werte für die Teil- und Ganzkörper-Personendosen:

Boden-strahlung	β-Sumersion	Knochen	Lunge	Ganzkörper	Ausbreit. Faktor } γ Konz.
Maximum: Sektor 3 (ONO)					
$1{,}7 \cdot 10^{-9}$	$2{,}2 \cdot 10^{-11}$	$2{,}5 \cdot 10^{-8}$	$9{,}5 \cdot 10^{-9}$	$9{,}5 \cdot 10^{-9}$	$1{,}5 \cdot 10^{-2}$ sm^{-2} $4{,}2 \cdot 10^{-5}$ sm^{-3}
Minimum: Sektor 7 (S)					
$4{,}7 \cdot 10^{-10}$	$5{,}9 \cdot 10^{-12}$	$6{,}8 \cdot 10^{-9}$	$2{,}5 \cdot 10^{-9}$	$2{,}5 \cdot 10^{-9}$	$7{,}0 \cdot 10^{-3}$ sm^{-2} $1{,}1 \cdot 10^{-5}$ sm^{-3}

(Zahlenwerte in Sv a^{-1})

Für kleinere Entfernungen von Schacht 2 liefert das Gauß'sche Ausbreitungsmodell keine verläßlichen Ergebnisse. In jeder Richtung nimmt die Strahlenbelastung zu größeren Entfernungen ab.

Das nächstgelegene landwirtschaftlich genutzte Gelände befindet sich in nordwestlicher Richtung rund 400 m vom Schacht Konrad 2 entfernt jenseits des Mittellandstichkanals. Für diesen Bereich wurde eine weitere Berechnung durchgeführt, wobei auch der Ingestionspfad berücksichtigt wurde. Es ergaben sich folgende maximale Strahlenbelastungen:

Richtung:	Sektor 12 (NNW)
Entfernung:	400 m
Ausbreitungsfaktoren:	$x_\gamma = 2{,}8 \cdot 10^{-3}$ sm^{-2}
	$x_{Konz.} = 4{,}5 \cdot 10^{-6}$ sm^{-3}

Bodenstrahlung:	$9{,}1 \cdot 10^{-10}$ (ganzjährige Exposition)	
β-Submersion:	$1{,}1 \cdot 10^{-11}$	
Inhalation Kleinkind:	Schilddrüse:	$5{,}0 \cdot 10^{-9}$
	Ganzkörper:	$4{,}8 \cdot 10^{-9}$
Inhalation Erwachsener:	Knochen:	$1{,}3 \cdot 10^{-8}$
	Ganzkörper:	$4{,}9 \cdot 10^{-9}$
Ingestion Kleinkind:	Schilddrüse:	$7{,}9 \cdot 10^{-7}$
	Ganzkörper:	$3{,}1 \cdot 10^{-7}$
Ingestion Erwachsener:	Knochen:	$1{,}1 \cdot 10^{-5}$
	Ganzkörper:	$2{,}0 \cdot 10^{-7}$

(alle Werte in Sv/a. 1 Sv = 100 rem)

Die berechneten Strahlenbelastungen liegen für alle Organe für Erwachsene wie für Kleinkinder $\leq$ 1 mrem pro Jahr. Die durch die Einlagerung radioaktiver Abfälle in die Grube Konrad normalbetrieblich bedingte Strahlenexposition liegt somit weit unter den Grenzwerten des § 45 der Strahlenschutzverordnung.

4.2.4 Radioaktive Stoffe in den Wettern bei reinem Erzförderbetrieb und resultierende Strahlenbelastung

Die Grubenwetter werden bei ihrem Durchgang durch das Grubegebäude mit Radionukliden, die aus dem umgebenden Gebirge stammen (Gase und Aerosole) sowie durch Erzstaub, der bei den bergmännischen Arbeiten anfällt, angereichert. Weiter können die Wetter auch niedergeschlagene Stäube aufnehmen, die z.B. auf den Transportstrecken durch Fahrzeuge wieder aufgewirbelt werden.

Durch Messungen der Gehalte an gasförmigen und staubgebundenen Aktivitätskonzentrationen läßt sich die Strahlenbelastung des Betriebspersonals abschätzen, die durch den natürlichen Radionuklidgehalt der Grube hervorgerufen wird.

4.2.4.1 Messung der Aerosolaktivität in den Wettern bei reinem Bergwerksbetrieb

Aufgrund der im Eisenerz enthaltenen Spuren natürlicher Radionuklide der Uran- und Thoriumzerfallsreihe entweicht ein Teil des beim Zerfall des Ra-224 bzw. Ra-226 entstehenden Edelgases Radon (Rn-220 bzw. Rn-222) aus dem Erz in die Grubenwetter.

Die direkte Erfassung des Radons ist meßtechnisch schwierig, jedoch können die für die Strahlungsexposition relevanten kurzlebigen Radon-Zerfallsprodukte, die nahezu vollständig an Staubpartikel in der Grubenluft angelagert sind, vergleichsweise einfach gemessen werden. Dazu werden die Aerosole auf einem Filter angereichert und dieses auf einem $\alpha+\beta$-Meßplatz ausgemessen. Aus dem Abklingverhalten der Aerosolaktivität läßt sich die $\alpha+\beta$-Aktivitätskonzentration zum Zeitpunkt der Probennahme extrapolieren und daraus die Obergrenze für den Radongehalt im Wetterstrom ableiten.

Am 25.05.1981 ergaben sich aus vier Luftstaubproben, die an verschiedenen Orten im Schacht Konrad 2 genommen wurden, die Werte nach Tab. 4.2.4-1. Dabei wurden der Gesamt-Wetterstrom vor dem Verlassen der Grube sowie drei Teilwetterströme getrennt erfaßt.

Außer der kurzlebigen Komponente, die auf die Folgeproduktion des Ra-222 zurückzuführen ist, läßt sich aus dem Abklingverhalten eine langlebige Aktivitätskomponente mit einer Halbwertszeit von ca. 11 h ableiten, die dem Pb-212 aus der Thorium-Zerfallsreihe zuzuordnen ist. Für eine obere Abschätzung der Radonkonzentration in den Wettern wurde jeweils die Aerosol-Gesamtaktivität ($\alpha+\beta$) herangezogen, da in normal bewetterten Grubenbereichen generell kein radioaktives Gleichgewicht zwischen Radon und seinen Zerfallprodukten erreicht wird.

Meß-stelle Nr.	Wetterstrom	Zerfall	Spezifische Aktivität kurzl. Gesamt Bq/m³	nCi/m³	langl. Gesamt Bq/m³	nCi/m³	Rn 222 Bq/m³	nCi/m³	Rn 220 Bq/m³	nCi/m
1	Gesamt	α	252	6,8	17	0,46	481	13	41	1,1
		β	233	6,3	23	0,61				
2	Teil Rohrbergbühne	α	252	6,8	22	0,59	555	15	48	1,3
		β	285	7,7	27	0,73				
3	Teil 2. Sohle	α	444	12,0	35	0,94	888	24	78	2,1
		β	444	12,0	35	1,11				
4	Teil 3. Sohle	α	122	3,3	22	0,59	259	7	44	1,2
		β	118	3,2	23	0,62				

Tab. 4.2.4-1: Meßwerte der Aktivitätskonzentration in ausziehenden Wetterstrom Konrad (Meßstelle 1) und drei Teilwetterströme im Schacht 2 (Meßstellen 2 - 4) und daraus abgeschätzte Obergrenzen der Radon-Aktivitätskonzentrationen.

Die Messungen zeigen, daß die Rn-222- und Rn-220-Konzentration mit 481 bzw. 41 Bq/m³ (13 bzw. 1,1 nCi/m³) deutlich über den entsprechenden Mittelwerten für die Umgebungsluft liegen (7,4 bzw. 0,15 Bq/m³ = 0,2 nCi/m³ bzw. 4 pCi/m³).

Der hohe Anteil an Rn-220 (z. B. fast 20 % im Teilstrom der 3. Sohle) entspricht dem im Vergleich zu Uran höheren Thoriumgehalt des Erzes (vgl. Teil B, Kap. 2.3). Zur Strahlenexposition leistet es jedoch nur einen geringen Beitrag.

Die Radonkonzentration im übrigen Grubengebäude wurde stichprobenweise am 1.3.1982 an verschiedenen Betriebspunkten gemessen. Die Werte der kurzlebigen α+β-Aerosolaktivität in den Wettern lagen dabei zwischen 63 und 363 Qq/m³ (1,7 und 9,8 nCi/m³), abhängig von der unterschiedlichen Bewetterung der einzelnen Grubenabschnitte.

Aus dem § 52 der Strahlenschutzverordnung lassen sich für die Luft in den Strahlenschutzbereichen folgende Grenzwerte der Radonaktivitätskonzentration ableiten:

- außerbetrieblicher Überwachungsbereich 22,2 Bq/m³ (0,6 nCi/m³)
- betrieblicher Überwachungsbereich 1,1 kBq/m³ (30 nCi/m³)
- für beruflich strahlenexponierte Personen der Kategorie A im Kontrollbereich 11 kBq/m³ (300 nCi/m³)

Unter der Annahme, daß auch künftig die mittleren Radonkonzentrationen nicht wesentlich über den gemessenen liegen, sind die im Auffahrbetrieb tätigen Bergleute nicht als beruflich strahlenexponierte Personen einzustufen.

4.2.4.2 Abschätzung der radiologischen Belastung für das Betriebspersonal infolge Inhalation von Erzstaub

Im Eisenerzbergwerk Konrad sind wie fast in jedem Gestein die Radionuklide der natürlichen Zerfallsketten enthalten. Die Staubinhalation ruft somit eine, wenn auch geringe, Strahlenbelastung hervor. Zur Bestimmung der Staubausbreitung im Bergwerk wurden zur Ermittlung der Staubmenge und Staubverteilung beim Streckenauffahren vier Meßstellen eingerichtet (vgl. Fig. 4.2.4-1). Die Strecke wurde in Sprengtechnik aufgefahren und das Erz im LHD-Verfahren abtransportiert (vgl. Teil C, Kap. 3.3). Die beiden mobilen Meßstellen 1 und 2 folgten dem Vortrieb abwetterseitig in ca. 120 m und ca. 220 m Abstand. Die stationären Meßstellen 3 und 4 wurden bei Aufnahme der Untersuchungen in einem Abstand von 110 m bzw. 220 m abwetterseitig der Meßstelle 2 eingerichtet, sie verblieben während der Dauer der Untersuchungen an ihren Plätzen.

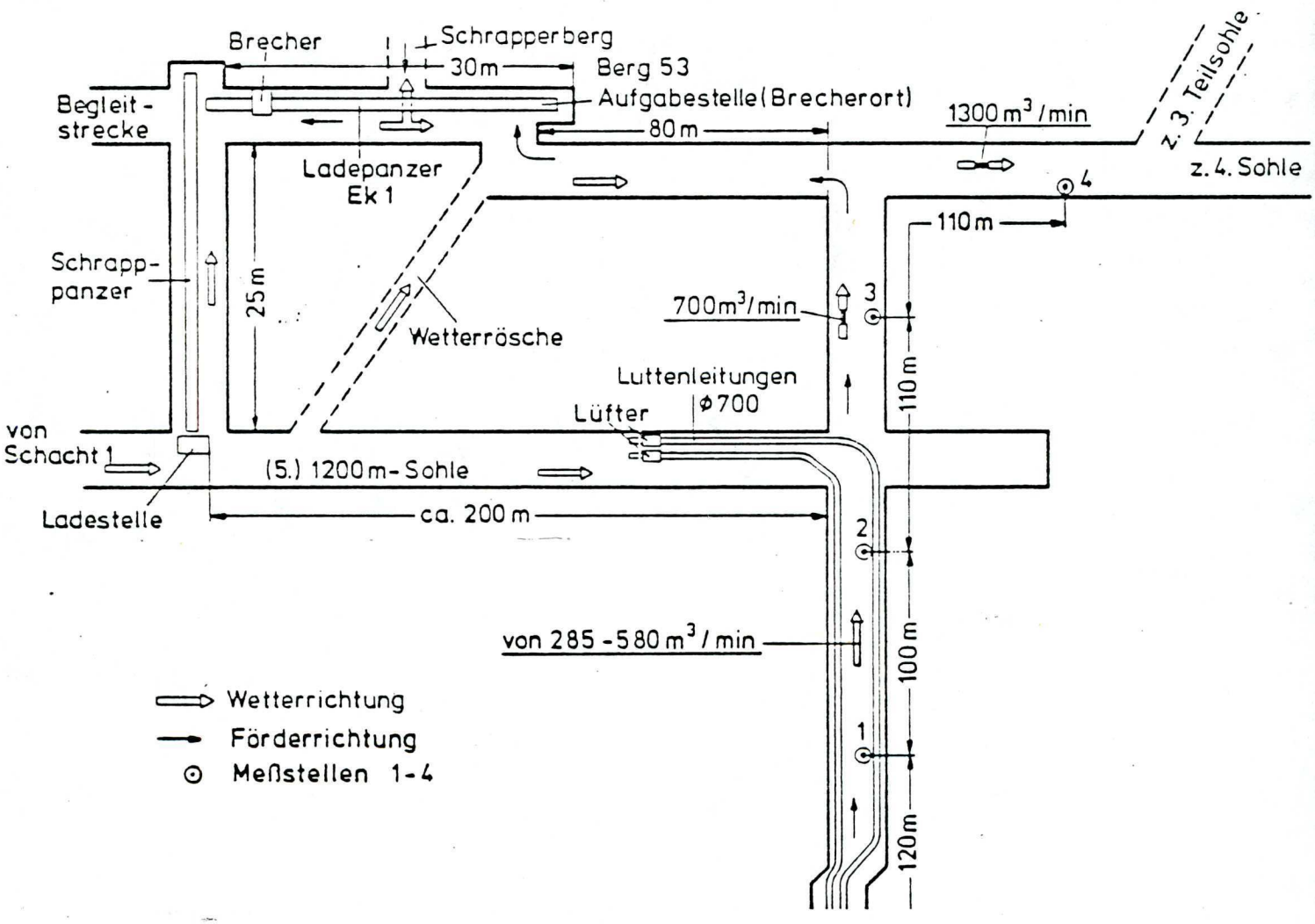


Fig. 4.2.4-1: Anordnung der Meßpunkte sowie Darstellung der Wetterführung bei der Durchführung des Staubmeßprogramms (Prinzipskizze).

Mit den Messungen wurden die folgenden Daten geliefert:

1. Staubkonzentration in den Grubenwettern

2. Staubausbreitung
   - in Abhängigkeit von der Entfernung vom Ort der Entstehung
   - in Abhängigkeit von der Zeit nach der Entstehung
   - in Abhängigkeit von der Geschwindigkeit der Grubenwetter.

Die Korngrößenverteilung der Staubpartikel konnte im Rahmen des durchgeführten Meßprogramms nicht ermittelt werden, da die maximal auftretenden Staubkonzentrationen nur bei etwa 20 % des für diese Analyse erforderlichen Mindestwertes lag.

Die Staubkonzentration der Grubenwetter lag vor dem Beginn der unterschiedlichen Arbeitsvorgänge zwischen 0,1 mg/m³ und 2,2 mg/m³. Der Mittelwert aus 48 Messungen an 12 Tagen lag bei 1,1 mg/m³. Diese Grundbelastung wurde im allgemeinen 15 bis 25 Minuten nach Beendigung der jeweiligen Arbeitsvorgänge wieder erreicht.

Die Abnahme der Staubkonzentration als Funktion des Weges zeigt Fig. 4.2.4-2. Es ist zu erkennen, daß die Staubkonzentration über den Weg ungefähr exponentiell abnimmt. Nach 370 m beträgt die Staubkonzentration in den Wettern noch die Hälfte der Ausgangskonzentration, nach einer Strecke von ca. 700 m nimmt die Staubkonzentration in den Wettern nur noch geringfügig ab.

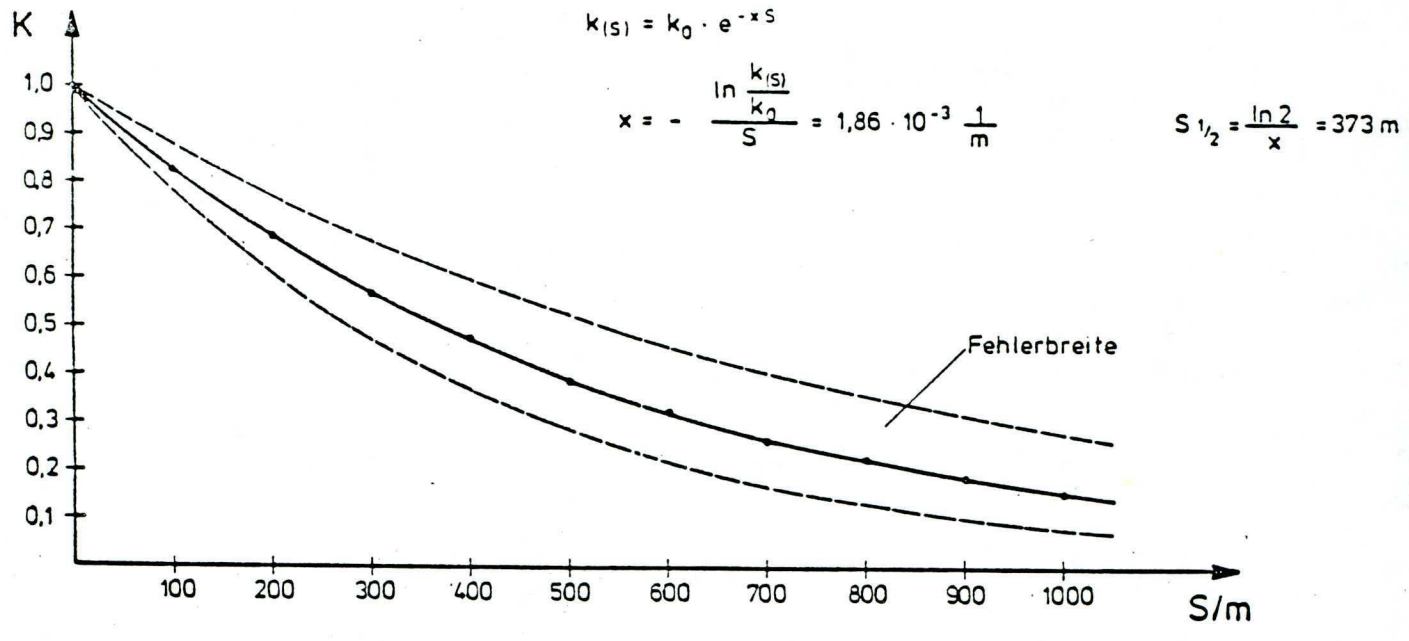


Fig. 4.2.4-2: Relative Abnahme der Staubkonzentration K als Funktion des Weges s.

Die Ausbreitungsgeschwindigkeit läßt sich durch die Verfolgung charakteristischer Peaks der Staubkonzentration über die 4 Meßstellen ermitteln. Die berechneten Geschwindigkeiten der Staubausbreitung und der Grubenwetter sind in Tab. 4.2.4-2 aufgetragen. Die Werte bestätigen, daß sich der Staub erwartungsgemäß mit nahezu gleicher Geschwindigkeit ausbreitet, die für die Wetter errechnet wurde.

Wettermenge [m^3/min]	Ausbreitungsgeschwindigkeiten [m/s]	
	Wetter	Staub
560	0,37	0,36
540	0,36	0,36
285	0,19	0,21

Tab. 4.2.4-2: Errechnete Wettergeschwindigkeiten und gemessene Staubausbreitungsgeschwindigkeiten.

Die zeitliche Abnahme der Staubkonzentration in den Grubenwettern kann am besten bei Arbeitsvorgängen ermittelt werden, bei denen eine plötzliche und einmalige Staubentwicklung auftritt, wie z. B. beim Schießen (s. Fig. 4.2.4-3 und 4.2.4-4). Auch hier ist ein starker Einfluß der Wettermenge und damit der Wettergeschwindigkeit zu erkennen.

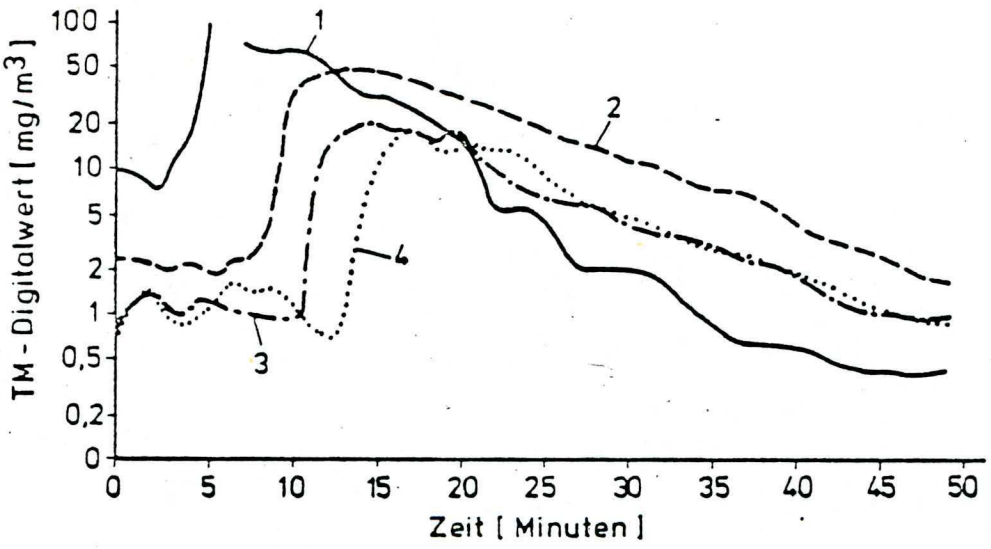
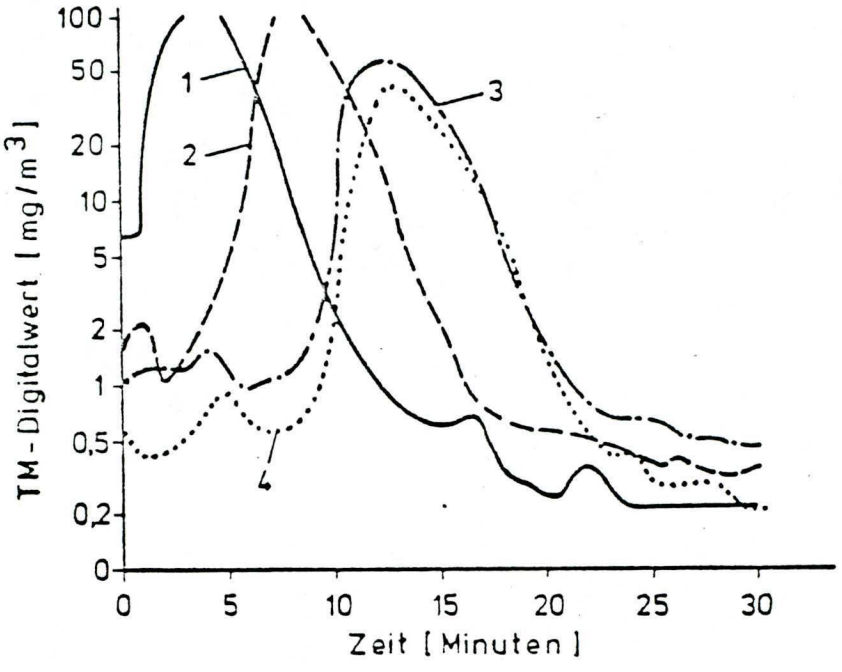


Fig. 4.2.4-3: Staubkonzentration als Funktion der Zeit an den Meßstellen 1 - 4 bei einer Wettermenge von 285 m^3/min.



4.2.4-4: Staubkonzentrationen als Funktion der Zeit an den Meßstellen 1-4 bei einer Wettermenge von 560 m³/min.

Für die Berechnung der Strahlenbelastung durch Inhalation auf Grundlage der Staubmessungen wurde der Radionuklidgehalt des Konrad-Erzes an einigen Proben bestimmt. Die Ergebnisse sind in Tab. 4.2.4-3 aufgeführt. Von den angegebenen Radionukliden gehören Radium-226 und Blei-214 zur Zerfallsreihe des Uran-238 und Radium-228, Aktinium-228 und Thallium-208 zur Zerfallsreihe des Thorium-232.

Radionuklide	spezifische Aktivität [pCi/g]
U 238	1,35 (4,1 ppm)
Ra 226	1,47
Pb 214	1,1
Ac 228	5,9
Ra 228	4,0
Tl 208	5,1

Tab. 4.2.4-3: Gehalte einer Erzprobe als Berechnungsgrundlage für die Strahlungsbelastung durch Staubinhalation (1 pCi = 0,037 Bq).

Für die Inhalation des Staubes mit den angegebenen Aktivitäten wurden die in Tab. 4.2.4-4 aufgeführten jährlichen Strahlendosen errechnet, wobei die folgenden Voraussetzungen zugrundegelegt wurden:

200 Arbeitstage pro Jahr, 7,5 Stunden pro Schicht, mittleres Atemluft-Volumen 20 l/min, Konzentration an lungengängigem Feinstaub in den Grubenwettern 1 mg/m³. Ferner wurde auf Grundlage der gemessenen Radionuklidkonzentrationen für die Radionuklide der Th-Zerfallsreihe eine spezifische Aktivität von 0,22 Bq (6 pCi)/g Erz und für die Radionuklide der U-Zerfallsreihe ein Wert von 0,06 Bq (1,5 pCi)/g Erz zugrundegelegt.

Die Gesamtdosis D_L des Organs L wird berechnet nach:

$$D_L = \Sigma D_{rl} = \Sigma A_r \cdot g_{rl}$$

D_{rl} : die durch das Nuklid r im Organ l bei kontinuierlicher und gleichbleibender Aktivitätszuführ A_r maximal verursachte Jahresdosis in rem

A_r : die maximal pro Jahr aufgenommene Aktivität des Organs r in Bq

g_{rl} : der Dosisfaktor in Sv/Bq

Organ	Berechnete Strahlenbelastung [rem/a]		zulässiger Grenzwert für beruflich strahlenexponierte Personen (StrlSchV, Anlage X) [rem/a]	zulässiger Grenzwert für die Bevölkerung gemäß StrlSchV [rem/a]
	Uran	Thorium		
Knochen	0,016	0,089	30	0,180
Leber	0,001	0,003	15	0,090
Niere	0,003	0,012	15	0,090
Lunge	0,002	0,019	15	0,090
Ganzkörper	0,001	0,003	5	0,030

Tab. 4.2.4-4: Berechnete Strahlenbelastung des Betriebspersonals als Folge der Inhalation von im Erzstaub enthaltenen natürlichen Radionukliden der Zerfallreihen von Uran und Thorium (1 rem = 0,01 Sv).

In der Berechnung wurden neben den angegebenen Radionukliden auch die übrigen Radionuklide der jeweiligen Zerfallsreihe einbezogen. Der Dosisfaktor g_{rl} wurde aus Anhang 4 des Gemeinsamen Ministerialblattes Nr. 21, 30. Jahrgang (1979) ermittelt.

Die in Tab. 4.2.4-4 angegebenen errechneten Werte zeigen, daß die Strahlenexposition des Betriebspersonals infolge der Inhalation des Staubes unter den in der Strahlenschutzverordnung festgelegten Grenzwerten für die Bevölkerung liegen.

4.2.5 Abgabe radioaktiver Stoffe bei der Ableitung von Grubenwässern

Obwohl die Schachtanlage Konrad ein außergewöhnlich trockenes Grubengebäude besitzt, so fällt doch im Untertagebereich eine geringfügige Wassermenge an (vergl. Kap. B 3.3). Dieses Wasser ist vorwiegend an den ausziehenden Wetterschacht gebunden, in dem die ausziehende Luftfeuchte durch Abkühlung kondensiert, sich an der Schachtwandung niederschlägt oder "abregnet" und in Treufelrinnen und im Schachtsumpf gesammelt wird. Im Jahresmittel beträgt diese Wassermenge ungefähr 20 l/min (vergl. Fig. B 3.3-1). Dieser Wert unterliegt jahreszeitlichen Schwankungen, die von den Klimabedingungen und den in die Grube eingeleiteten Wettermengen abhängen. Das Wasserkondensat im Schacht 2 macht nach den durchgeführten Messungen (EGT 1979) ungefähr 30 % der Gesamtfeuchte der ausziehenden Wetter aus.

Der im Revier in verschiedenen Pumpensümpfen festgestellte Gesamtwasserzulauf hat sich seit der Einstellung des Erzförderbetriebes bis zum Jahresende 1981 auf 5 l/min verringert (vergl. Fig. B 3.3-2). In dieser Menge sind die abfließenden Restwässer des ehemaligen Spülversatzes ebenso enthalten wie die geringen Betriebswässer, die z. B. beim Befeuchten der Fahrbahnen, bei der Staubniederschlagung im Erzförderbetrieb und beim Betrieb von Bohrgeräten verbraucht werden. Ein Großteil dieses Betriebswassers wird von Obertage in die Grube eingeleitet.

Den sicherheitstechnischen Betrachtungen für die Abgabe radioaktiver Stoffe mit den Pumpwässern nach Obertage wurde eine Gesamtmenge von 30 l/min zugrundegelegt. Über das Pump- und Rohrleitungssystem, wie es im Prinzip noch aus der Zeit des Spülversatzbetriebes erhalten ist, wird das im Hauptpumpensumpf gesammelte Wasser einmal wöchentlich in Absatzbecken nach Obertage gepumpt und von dort in den Vorfluter (Aue) abgeleitet (vergl. Kap. C 2.4.3 und C 2.5.3). Für den reinen Erzgewinnungsbetrieb unterliegt diese Grubenwasserabgabe einer besonderen bergbehördlichen Betriebserlaubnis, durch die z. B. Mengenabgabe und Chloridkonzentration geregelt werden.

Für den zukünftigen Einlagerungsbetrieb gilt, daß das Grubengebäude in verschiedene Strahlenschutzbereiche, nämlich Kontroll- und Überwachungsbereich, aufgeteilt ist. Da ein Teil des Grubenwassers aus diesen Bereichen stammen kann, bevor es in den Hauptsumpf eingeleitet wird, müssen bei der übertägigen Abgabe die entsprechenden gesetzlichen Bestimmungen beachtet werden (§ 46 StrlSchV).

4.2.5.1 Sicherheitstechnische Anforderungen und Einrichtungen

Es ist für den Jahresdurchschnitt das 1,25-fache der Grenzwerte nach Anlage IV, Tabelle IV 1 und IV 3, Spalte 6 der Strahlenschutzverordnung einzuhalten. Dabei ist zu berücksichtigen, daß die Bilanzierung sowohl die aus der genehmigten Tätigkeit resultierende Aktivität als auch die natürliche Radioaktivität der Grubenwässer erfassen soll. Die Aktivität der Grubenwässer wird in Kapitel 4.2.3.4 beschrieben.

Überträgt man die für Kernkraftwerke geltenden Vorschriften sinngemäß auf die Einlagerung radioaktiver Abfälle in der Grube Konrad (BMI 1979 a), so sind folgende Aufgaben durchzuführen:

- Sammlung und Erfassung aller Wässer, die nach über Tage gebracht werden.
- Sammlung und Erfassung der bei einer eventuellen Personendekontamination anfallenden Abwässer.
- Kontrollierte Ableitung dieser Abwässer nach Freigabe.
- Bilanzierung der in den Abwässern vorhandenen radioaktiven Nuklide, die aus der Einlagerung radioaktiver Abfälle stammen.
- Vorsorge für eine besondere Behandlung eventuell stärker kontaminierter Wässer, wie sie unter Umständen nach einem Handhabungsstörfall auftreten könnten.

Für die Erfüllung dieser Aufgaben sind eine Reihe von technischen Einrichtungen erforderlich:

- Sammelbehälter zur Sammlung der Abwässer von Kontroll- und Überwachungsbereichen.
- Übergabebehälter für die Ableitung in die Aue mit den erforderlichen Pumpen und Rohrleitungen.
- Instrumentierung der Übergabeleitung und manuelle Probenahmeeinrichtung in dem oder den Übergabebehältern.
- Laboreinrichtungen zur Probenaufbereitung und Bestimmung der Gesamtaktivität und der nuklidspezifischen Aktivität für wesentliche Nuklide (vergl. Kap. 4.2.3.4).

Darüber hinaus werden auf Veranlassung durch den zuständigen Strahlenschutzbeauftragten zusätzliche Kontaminsationsmessungen durchgeführt.

Ärztliche Überwachung

Beruflich strahlenexponierte Personen unterliegen der ärztlichen Überwachung gemäß § 67 StrlSchV.

Alle ständig im Kontrollbereich beschäftigten Personen werden aus betrieblichen Gründen der Kategorie A zugeordnet, d. h.:

Diese Personen durchlaufen eine Erstuntersuchung durch einen ermächtigten Arzt.

Sie dürfen nur beschäftigt werden, wenn eine vom Arzt ausgestellte Bescheinigung vorliegt, nach der der Tätigkeit keine gesundheitlichen Bedenken entgegenstehen.

Personen der Kategorie A dürfen nach Ablauf eines Jahres nur als beruflich strahlenexponierte Personen weiterbeschäftigt werden, wenn sie von einem ermächtigten Arzt erneut beurteilt oder untersucht worden sind und dem Strahlenschutzverantwortlichen eine von diesem Arzt ausgestellte Bescheinigung vorliegt, daß gegen die Weiterbeschäftigung keine gesundheitlichen Bedenken bestehen.

Darüber hinaus ist durch betriebliche Organisation sicherzustellen, daß keine Ableitung ohne Freigabe und keine Freigabe ohne Vorliegen eines Meßergebnisses erfolgen kann.

Als Vorsorge für eventuell unzulässig kontaminierte Wässer sind Lagermöglichkeiten (z. B. Deko-Sammelbehälter) vorzusehen, um dieses Wasser gegebenenfalls reinigen oder ordnungsgemäß beseitigen zu können.

4.2.5.2 Überwachung der Grubenwässer

Die vorhandenen technischen Einrichtungen zur Sammlung und zur Förderung der Grubenwässer sind im Kapitel C 2.5.3 beschrieben.

Das bestehende System zur Sammlung der Grubenwässer unter Tage genügt generell den kerntechnischen Erfordernissen einer geplanten Einlagerung radioaktiver Abfälle. Einige ausgewählte Sümpfe sollten mit manuellen Probenahmeeinrichtungen ausgerüstet werden, um die Aktivitätsverteilung in den Grubenwässern meßtechnisch verfolgen zu können.

Als Übergabebehälter dient der Hauptsumpf am Schacht 1 sowie die Wasserstrecke am Schacht 2.

Das Becken am Schachtsumpf Schacht 2 und das Sammelbecken Schacht 1 dienen der Sammlung der Grubenwässer.

Um die geplanten Becken unter Tage als Sammel- und Übergabebehälter im Sinne der KTA 1504 verwenden zu können, sind folgende zusätzliche Auslegungen erforderlich (Fig. 4.2.5-1):

- Abtrennung eines Teils (ca. 500 m³) des Sammelbeckens am Schacht 1 von dem Rest des Beckens mit einer Zwischenwand.
- Ausstattung der Becken mit einer Probenahmeeinrichtung, die eine repräsentative Probenahme ermöglicht. Zum Homogenisieren des Inhaltes wird bei Bedarf vor der Probenahme mit der Übergabepumpe umgewälzt.

- Ausstattung der Becken mit einer Füllstandsmeßeinrichtung.
- Die Obergabe an den Vorfluter (Aue) erfolgt über eine Pumpe.
- Der letzte Schieber in der Obergabeleitung hinter der Pumpe ist nur mit Schlüsselschalter zu betätigen.
- Die Obergabeleitungen sind mit einer Durchflußmessung ausgerüstet.

Die Sinkstoffe verbleiben unter Tage.

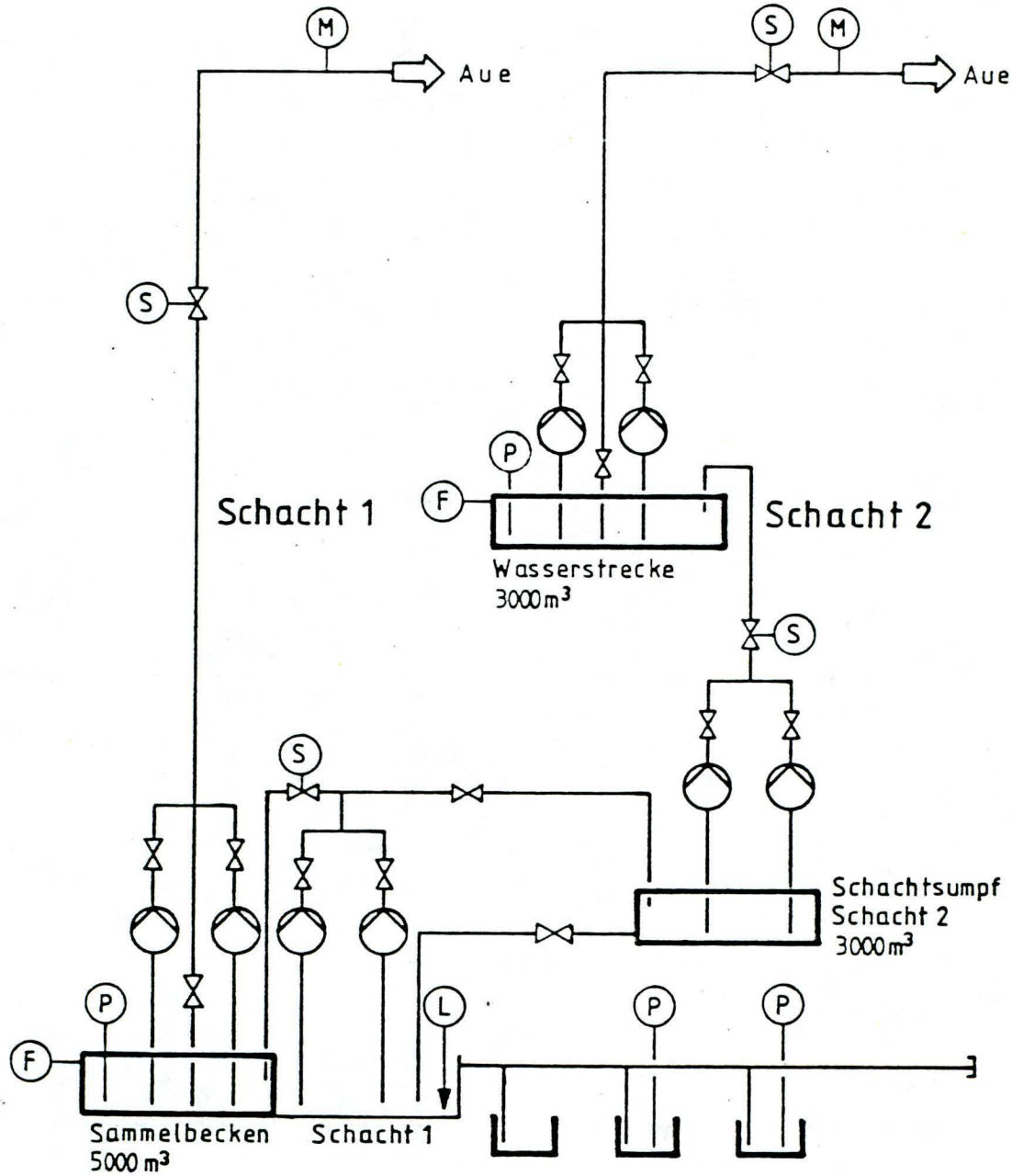
Die Wasserproben aus dem Übergabebehälter werden im Strahlenschutzlabor auf ihren Nuklidgehalt analysiert. Die erforderlichen Nachweisgrenzen müßten so niedrig sein, daß die aus § 46 StrlSchV abgeleiteten Grenzwerte erfaßbar sind (vgl. Tab. 4.2.5-1).

Nuklid	Abgeleitete Grenzwerte des § 46 der Strahlenschutzverordnung	
	Bq/m³	Ci/m³
H – 3	$7{,}3 \cdot 10^{6}$	$2{,}0 \cdot 10^{-4}$
C – 14	$1{,}9 \cdot 10^{6}$	$5{,}4 \cdot 10^{-5}$
Co– 60	$7{,}8 \cdot 10^{4}$	$2{,}1 \cdot 10^{-6}$
I –129	$4{,}1 \cdot 10^{2}$	$1{,}1 \cdot 10^{-8}$
Cs–134	$1{,}9 \cdot 10^{5}$	$5{,}1 \cdot 10^{-6}$
Cs–137	$3{,}4 \cdot 10^{4}$	$9{,}2 \cdot 10^{-6}$
Pu-239	$1{,}0 \cdot 10^{4}$	$2{,}7 \cdot 10^{-7}$

Tab. 4.2.5-1: Erforderliche Nachweisgrenzen für Radionuklide im Abwasser

Das Prinzip der Oberwachung der Grubenwässer ist in Abbildung 4.2.5-1 dargestellt.

Abwässer, die eine unzulässige Aktivitätskonzentration aufweisen, wie sie z. B. als Folge von Handhabungsstörfällen denkbar erscheinen, können bei der vorhandenen Kapazität der Sammeleinrichtungen unter Tage in der zur Verfügung stehenden Zeit entsprechend den Bestimmungen der Strahlenschutzverordnung behandelt werden.



Legende:

- (P) Manuelle Probenahme
- (F) Füllstandsmessung
- (M) Durchflussmessung
- (S) Schlüsselschalter
- (L) Laborabwässer bzw. Abwässer aus der Personendekontamination

Fig. 4.2.5-1 Wasserhaltung der Grube

Es sind unter anderem folgende Verfahren möglich:

- Zementierung der Abwässer und Einlagerung unter Tage
- Reinigung der Wässer über Filter und Ionenaustauscher
- Dekontaminieren durch Ausfällen.

4.2.5.3 Aktivität der Grubenwässer

Die versuchsweise Einlagerung radioaktiver Abfälle im Salzbergwerk Asse hat gezeigt, daß aus den Abfallgebinden (Fässer mit LAW und MAW) geringe Mengen an H-3 und Rn-222 freigesetzt werden. So betrug 1979 die Konzentration in den Abwettern an H-3 im Jahresmittel $2{,}1 \cdot 10^2$ Bq/m³ und an C-14 im Jahresmittel 11,5 Bq/m³ (GSF 1980)

Aufgrund dieser Erfahrungen soll versucht werden, für die geplante Einlagerung in der Grube Konrad die Größenordnung der Freisetzung radioaktiver Stoffe über den Wasserpfad abzuschätzen.

Herkunft der radioaktiven Stoffe in den Grubenwässern

Spezifische Aktivität aus dem Gebirge:

Erste Messungen haben ergeben, daß die mittlere β-Aktivität bei ca. $5{,}6 \cdot 10^4$ Bq/m³ ($1{,}5 \cdot 10^{-6}$ Ci/m³) und die mittlere α-Aktivität bei ca. $7{,}4 \cdot 10^4$ Bq/m³ ($2{,}0 \cdot 10^{-6}$ Ci/m³) liegt (EGT 1980).

Die H-3-Konzentration in den Grubenwässern beträgt etwa $3{,}1 \cdot 10^2$ Bq/m³ ($8{,}4 \cdot 10^{-9}$ Ci/m³) (EGT 1980).

Durch weitere Messungen an Gruben- und Oberflächenwässern wird die "Vorbelastung" durch natürliche und zivilisatorisch bedingte Nuklidkonzentrationen bis zum Beginn der Einlagerung radioaktiver Abfälle untersucht werden müssen. Die vorliegenden Messungen ergeben jedoch bereits einen Überblick über die Größenordnungen. Es fehlen vor allem noch nuklidspezifische Untersuchungen, um später die in der Strahlenschutzverordnung verlangte Bilanzierung durchführen zu können.

Aktivität aus den Abfällen:

Aufgrund des geringen Feuchtegehaltes des Erzes und der außerordentlich geringen Wasserzuflüsse im Gebirge kann die Auslaugung radioaktiver Stoffe aus den Abfällen durch direkten Kontakt mit den Grubenwässern ausgeschlossen werden.

Aus den Abfallgebinden können flüchtige oder an das Wasser der Matrix gebundene Isotope in die Hohlräume der Einlagerungskammer gelangen. Für in Beton fixierte Kernkraftwerksabfälle wurden Freisetzungskoeffizienten ermittelt (vergl. Kap.4.2.1) (KWU 1980). Für nicht fixierte Abfälle sind keine Freisetzungsdaten verfügbar.

Die Meßergebnisse zeigen, daß nur gasförmige Nuklide (Kr-85, C-14), Tritium in Form von tritiiertem Wasserdampf und Halogene (I-129) eine nennenswerte Freisetzung aus der Betonmatrix aufweisen. Diese Nuklide gehen aus den bewetterten Einlagerungskammern direkt in den Wetterstrom über (vergl. Kap. 4.2.2).

Die aus den Abfallgebinden in die Hohlräume der verfüllten Einlagerungskammern freigesetzten radioaktiven Nuklide gelangen durch Diffusion und vor allem durch das durch Luftdruckschwankungen verursachte "Atmen" der Kammern in den Wetterstrom der Grube. Durch das vorgesehene Versatzmaterial sowie den Kammerverschluß kann dieser Transportvorgang nicht völlig verhindert werden.

Die Frischwetter nehmen in der meisten Zeit des Jahres Feuchtigkeit aus dem Gebirge auf. Im Schacht 2 kondensiert ein Teil der Feuchte der Abwetter aus. Durch die Kondensation und den Waschеffekt der abregnenden Tropfen wird ein Teil der in die Grubenwetter gelangten radioaktiven Stoffe in die Grubenwässer überführt. Quantitativ führt hierbei nur die Kondensation zu einer nennenswerten Aktivitätskonzentration im Wasser. Die Grubenwässer werden also H-3 enthalten.

Aktivitätskonzentration in den Grubenwässern

Für die Abschätzung der Aktivitätskonzentration in den Grubenwässern wird folgendes angenommen:

- Kondensat aus Schacht 2	20 l/min
- Wasser aus dem Gebirge	10 l/min
- Gesamtanfall an Grubenwässern	30 l/min
- Gesamtwettermenge im Jahresdurchschnitt	6000 m³/min
	≙ 7200 kg/min trockene Luft

Die Aktivitätsfreisetzung aus den Abfällen ist in Tabelle 4.2.5-2 aufgeführt. Die Werte stammen aus Kapitel 4.2.1.

Nimmt man an, daß alles H-3 in Form von tritiiertem Wasser vorliegt, so gelangen durch Kondensation im Schacht ca. 30 % in die Grubenwässer. Die Tritiumkonzentration der nach über Tage gepumpten Grubenwässer wird also ca. $4{,}1 \cdot 10^{6}$ Bq/m³ ($1{,}1 \cdot 10^{-4}$ Ci/m³) betragen. Die sich aus § 46 der Strahlenschutzverordnung ableitende mittlere jährliche Konzentration von $7{,}25 \cdot 10^{6}$ Bq/m³ ($2 \cdot 10^{-4}$ Ci/m³) wird unterschritten. Bei einem jährlichen Wasseranfall von ca. 16000 m³ werden somit $6{,}6 \cdot 10^{10}$ Bq (1,8 Ci) in den Vorfluter eingeleitet.

Der bereits angesprochene Wascheffekt ist für andere Radionuklide auch bei niedrigen Konzentrationen nicht vernachlässigbar (BMI 1979b). Für die Verhältnisse im Schacht läßt sich das Ausmaß der Anreicherung von radioaktivem Jod und aerosolförmiger Aktivität in dem Kondenswasser jedoch nicht berechnen. Selbst wenn man unterstellt, daß 10 % der Jod- und Aerosolaktivität und 1 % der Kohlenstoffaktivität aus den Abwettern ausgewaschen wird, liegen die Konzentrationen um 2 bis 6 Größenordnungen unter den abgeleiteten Grenzwerten des § 46 der Strahlenschutzverordnung.

Die Werte sind in Tabelle 4.2.5-2 aufgeführt.

Für die Messung und Bilanzierung der Aktivität in den Abwässern sind demnach nur das Tritium und eventuell C-14 von Bedeutung. Die Herkunft und Verteilung der Aktivität ist in Abbildung 4.2.5-2 dargestellt.

Nuklid	Freisetzung aus Abfällen Bq/a *	Konzentration im Abwetter Bq/m³	Konzentration im Kondensat in Schacht 2 Bq/m³	Konzentration gemäß § 46 StrlSchV für Wasser Bq/m³
H - 3	$2{,}3 \cdot 10^{11}$	$7{,}3 \cdot 10^{1}$	$6{,}3 \cdot 10^{6}$	$7{,}3 \cdot 10^{6}$
C - 14	$< 9{,}6 \cdot 10^{10}$	$< 2{,}3 \cdot 10^{1}$	$< 9{,}1 \cdot 10^{4}$	$1{,}9 \cdot 10^{6}$
I -129	$2{,}2 \cdot 10^{5}$	$7{,}0 \cdot 10^{-5}$	$2{,}1 \cdot 10^{0}$	$4{,}1 \cdot 10^{2}$
Fe- 55	$4{,}1 \cdot 10^{3}$	$1{,}3 \cdot 10^{-6}$	$3{,}9 \cdot 10^{-2}$	$1{,}8 \cdot 10^{6}$
Co- 60	$4{,}4 \cdot 10^{3}$	$1{,}4 \cdot 10^{-6}$	$4{,}2 \cdot 10^{-2}$	$7{,}8 \cdot 10^{4}$
Ni- 63	$4{,}4 \cdot 10^{3}$	$1{,}4 \cdot 10^{-6}$	$4{,}2 \cdot 10^{-2}$	$6{,}1 \cdot 10^{4}$
Sr- 90	$1{,}9 \cdot 10^{3}$	$6{,}0 \cdot 10^{-7}$	$1{,}8 \cdot 10^{-2}$	$0{,}9 \cdot 10^{3}$
Ru-106	$6{,}3 \cdot 10^{2}$	$2{,}0 \cdot 10^{-7}$	$6{,}0 \cdot 10^{-3}$	$2{,}6 \cdot 10^{4}$
Cs-134	$4{,}8 \cdot 10^{4}$	$1{,}5 \cdot 10^{-5}$	$4{,}6 \cdot 10^{-1}$	$1{,}9 \cdot 10^{5}$
Cs-137	$3{,}0 \cdot 10^{5}$	$9{,}5 \cdot 10^{-5}$	$2{,}9 \cdot 10^{0}$	$3{,}4 \cdot 10^{4}$
Pu-239	$< 1{,}3 \cdot 10^{0}$	$< 4{,}1 \cdot 10^{-10}$	$< 1{,}2 \cdot 10^{-5}$	$1{,}0 \cdot 10^{4}$
Am-243	$< 1{,}3 \cdot 10^{0}$	$< 4{,}1 \cdot 10^{-10}$	$< 1{,}2 \cdot 10^{-5}$	$0{,}98 \cdot 10^{3}$

* Angaben aus Kapitel 4.2.1

Tab. 4.2.5-2: Aktivitätskonzentration in den Grubenwässern

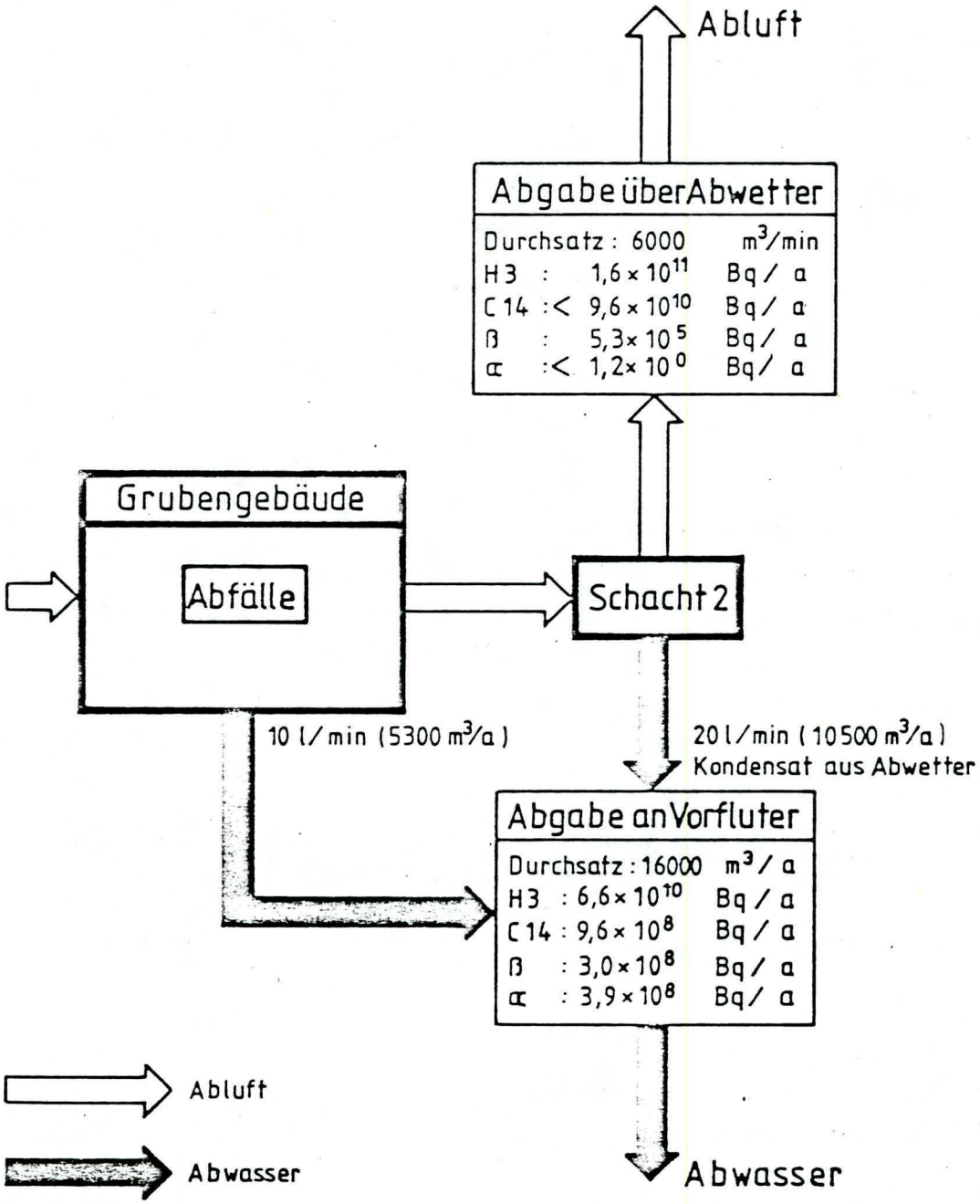


Fig. 4.2.5-2 Aktivitätsfließbild

Strahlenbelastung in der Umgebung durch die Ableitung der Grubenwässer

Die Konzentration der aus den Abfällen stammenden Nuklide ist so gering, daß bei Nutzung dieses Wassers als Trinkwasser die Dosisgrenzwerte der Strahlenschutzverordnung deutlich unterschritten würden. Darüber hinaus ist die jährliche Abgabemenge so gering, daß die über die Belastungspfade zu erwartende Strahlendosis weit unter den Grenzwerten liegen wird.

4.2.6 Abschirmungskonzepte für die einzulagernden Abfälle

Die Wand- und Deckenstärken der Gebäude über Tage (Entladestation und Schachthalle) müssen so ausgelegt sein, daß bei regulärem Einlagerungsbetrieb die Grenzwerte der Strahlenschutzverordnung für die Dosisleistung außerhalb des Kontrollbereiches eingehalten werden. Dies muß für den Fall gelten, daß die angelieferten Abfälle während einer Schicht nach untertage gebracht werden, oder, daß in Ausnahmefällen die angelieferte Tagesmenge in einem Pufferlager vorübergehend abgestellt wird.

Unter Berücksichtigung der zu erwartenden Dosisleistungen der Abfallgebinde und der betrieblichen Gegebenheiten werden die Wand- und Deckenstärken ermittelt. Dabei werden die Direktstrahlung und der Sky-Shine-Effekt berücksichtigt.

4.2.6.1 Basisdaten

Für die Einlagerung des radioaktiven Abfalls sind folgende Behälter vorgesehen:

- Paletten mit jeweils 6 Stück 400 l- oder 200 l-Fässern (ca. 2,3 m x ca. 2,3 m Grundfläche),
- 200 l-Verlorene Betonabschirmungen
- 400 l-Verlorene Betonabschirmungen
- Kastenbehälter (vergl. Kap. 1.1.5).

Die Abstellung einer Tagesmenge an Fässern kann in einem Pufferlager der Größe

l = 20,7 m
b = 4,9 m
h = 5,0 m

erfolgen.

Die Lagerkapazität beträgt bei dreifacher Stapelung der Paletten 52 Stück mit insgesamt 312 Fässern, oder 52 200 l-Fässer in Verlorener Betonabschirmung, oder 47 400 l-Fässer in Verlorener Betonabschirmung.

Für die Kastenbehälter ist ein Pufferlager mit einer Lagerfläche von 10 m x 5 m vorhanden. Damit können beispielsweise 16 Kastenbehälter (2 m x 2 m x 1 m) zweilagig aufgestellt werden.

Für die Auslegung der beiden Pufferlager ist zu berücksichtigen, daß das Pufferlager für die Fässer und die Verlorenen Betonabschirmungen aus Abschirmungsgründen eine Decke erhält.

Das Pufferlager für die Kastenbehälter erhält wegen der Möglichkeit der Kranhantierung keine Decke (vergl. Kapitel 2.1.1).

Nuklidspektrum

Die für die Abschirmung relevante Nuklidzusammensetzung der verschiedenen Abfallströme setzt sich in der Hauptsache aus Mangan-, Caesium- und Kobaltisotopen zusammen.

γ-Energie [MeV]	Radionuklide *	Aktivitätsanteil in %	Zerfallskonstante [s^{-1}]
0,83	Mn 54	1	$2{,}57 \cdot 10^{-8}$
1,25 **	Co 60	74	$4{,}19 \cdot 10^{-9}$
0,69	Cs 134	10	$1{,}07 \cdot 10^{-8}$
0,66	Cs 137	15	$7{,}33 \cdot 10^{-10}$

* siehe Kapitel 1.1.1
** Mittelwert

Tab. 4.2.6-1: Nuklidzusammensetzung

In Tabelle 4.2.6-1 ist die prozentuale Zusammensetzung der für die Emission der Gamma-Strahlung wichtigsten Nuklide aufgeführt.

Aktivitäten:

Für die Abschirmungsrechnungen wird beispielhaft von einer Dosisleistung der einzulagernden Behälter von 0,1 mSv/h (10 mrem/h) in einem Meter Abstand für alle Behältertypen ausgegangen. Ausgehend von der Geometrie, dem Nuklidspektrum und den Abschirmungen der Abfallgebinde läßt sich unter Berücksichtigung dieses Grenzwertes die maximal mögliche Aktivitätskonzentration des Gebinde-Inhalts ermitteln.

Die entsprechende Aktivität beträgt

- für ein 400 l-Faß:	$5{,}92 \cdot 10^{9}$ Bq/m³	(0,16 Ci/m³ Abfall)
- Verlorene Betonabschirmung mit 200 l-Innenbehälter	$1{,}26 \cdot 10^{11}$ Bq/m³	(3,4 Ci/m³ Abfall)
- Verlorene Betonabschirmung mit 400 l-Innenbehälter	$3{,}7 \cdot 10^{10}$ Bq/m³	(1,0 Ci/m³ Abfall)
- für einen Kastenbehälter (2 m x 2 m x 1 m):	$2{,}07 \cdot 10^{9}$ Bq/m³	(0,056 Ci/m³ Abfall)

Die Zahlenwerte für die Verlorenen Betonabschirmungen beziehen sich auf das Nettovolumen der Behälter.

Gamma-Spektrum:

Unter Berücksichtigung des Nuklidspektrums und der Aktivitäten ergeben sich nach der Formel

$$Q = F \cdot K \cdot N(E)$$

für jeden Behältertyp die in Tabelle 4.2.6-2 angegebenen Quellstärken (Lindackers 1962).

In dieser Formel bedeuten:

F - $3{,}7 \cdot 10^{10}$ $[s^{-1} \cdot Ci^{-1}]$

Q - Gamma-Quellstärke mit einer Energie E $[\gamma/s \cdot m^3]$

K - Spezifische Aktivität des radioaktiven Stoffes [Ci/m³]

N(E) - Anzahl der je Zerfall emittierten γ-Quanten mit der Energie E.

	E [MeV]	Q [γ/s·m³]
400 l-Faß	0,63 1,25	1,42 E 9 8,79 E 9
200 l- Verlorene Betonabschirmung	0,63 1,25	3,02 E 10 1,87 E 11
400 l- Verlorene Betonabschirmung	0,63 1,25	8,88 E 9 5,49 E 10
Kastenbehälter (2 m x 2 m x 1 m)	0,63 1,25	4,97 E 8 3,08 E 9

Tab. 4.2.6-2: Quellstärken

Das eingelagerte Aktivitätsinventar wird je nach der Quellengeometrie für die Berechnungen homogen über das gesamte Volumen der Abfallfässer verteilt.

Für die in Beton verfestigten Abfälle wird eine Dichte von 2,3 g/cm³ angenommen.

Abschirmmaterialien:

Als Abschirmmaterial für Wände und Decken wird Normal-Beton mit einer Dichte von 2,3 g/cm³ zugrundegelegt.

Die als Abschirmung wirkenden Behälterwandungen der 400 l-Fässer und Kastenbehälter werden für die Betrachtung der Direktstrahlung nicht berücksichtigt. Die als Abschirmung wirkende Verlorene Betonabschirmung wird für die Betrachtung der Direktstrahlung berücksichtigt.

Die Abschirmwirkung der Luft innerhalb der Halle bzw. des Pufferlagers wird ebenso wie die Selbstabschirmung der Quelle (Verfestigungsmaterial: Beton) berücksichtigt.

4.2.6.2 Zulässige Dosisbelastung in und außerhalb der Entladestation und der Schachthalle

Die Anlagen über Tage werden in Zonen mit definierten Ortsdosisleistungen eingeteilt. Diese Einteilung basiert auf den in der Strahlenschutzverordnung definierten Strahlenschutzbereichen (Kapitel 4.1.2).

Die Schachthalle und die Entladestation gehören zum Kontrollbereich. Sie sind Dauerarbeitsplätze bei einem Aufenthalt von 2000 Stunden je Jahr. Das Labor wird ebenfalls dem Kontrollbereich zugeordnet.

Der nördliche Bereich der Schachthalle wird als betrieblicher Überwachungsbereich definiert. Alle anderen Räume über Tage sind dem außerbetrieblichen Überwachungsbereich, das Bergwerksgelände über Tage bis zum Zaun ist dem betrieblichen Überwachungsbereich zugeordnet.

In Tabelle 4.1.2-1 sind die Grenzwerte der Äquivalentdosisleistung für die einzelnen Bereiche aufgeführt.

4.2.6.3 Auslegung der Wand- und Deckenstärken hinsichtlich Direktstrahlung

Die Berechnungen der Direktstrahlung werden mit dem γ-Abschirmprogramm ISOSHLD II vorgenommen (BNWL 1966). Je nach Art der Quellgeometrie wird mit einer Zylinderquelle oder Quaderquelle gerechnet.

Das Programm berechnet die Flußdichte und die Dosisbelastung außerhalb einer abgeschirmten Strahlungsquelle (Gamma- und Bremsstrahlung) mit vorgebener Geometrie.

Die für die Abschirmungsberechnungen notwendigen Daten, wie Massenschwächungskoeffizienten und Dosisaufbaufaktoren, werden der zugehörigen Datenbibliothek entnommen.

Mit dem angegebenen Rechenprogramm werden hinsichtlich der Direktstrahlung berechnet:

- Die Wanddicke und
- die Deckendicke der Entladestation.
- Die Innenwanddicke,
- die Außenwanddicke und
- die Deckendicke des Pufferlagers mit Decke.
- Die Innenwanddicke und
- die Außenwanddicke des Pufferlagers ohne Decke.

Entladestation:

Für die Berechnungen wurde angenommen, daß sich in der Entladestation 4 Waggons, beladen mit 400 l-Fässern auf 6-er Paletten, befinden.

Da für die Berechnung der Wanddicke nur ein Waggon, bedingt durch die Anordnung der 4 Waggons, einen wesentlichen Beitrag zur Strahlenbelastung an der Hallen-Außenwand liefert, wird als Quellgeometrie eine Beladung des Waggons mit 5 Paletten mit je 6 Stück 400 l-Fässern angenommen.

Die Abmessungen der Quelle betragen 11,5 m x 2,27 m x 0,7 m (L x B x H) mit einem Quellvolumen von 12 m^3.

Mit einer Aktivität von $5{,}92 \cdot 10^9$ Bq/m^3 (0,16 Ci/m^3) ergibt sich daraus eine Gesamtquellstärke von $1{,}23 \cdot 10^{11}$ γ/s.

Bei der Berechnung der Wandstärke wird die Quelle in einem Abstand von ca. 2,2 m von der Hallenwand angenommen. Die Abschirmwirkung von Luft mit einer Dichte von 0,001 g/cm^3 wird dabei berücksichtigt.

Für eine Verweildauer der radioaktiven Abfälle in der Entladestation werden 8 Stunden je Tag angenommen.

Um die maximal zulässige Jahresdosis von 0,3 mSv (30 mrem) am Zaun in 30 m Entfernung von der Entladestation nicht zu überschreiten, ist eine Wanddicke von 24 cm Normal-Beton notwendig.

Die γ-Dosisleistung an der Außenwand der Entladestation beträgt dabei 11 mSv/a bei einem Aufenthalt von 2000 h je Jahr.

Für die Berechnung der Deckendicke wird von den gleichen Annahmen über die Abfälle ausgegangen. Das Dach wird dem Kontrollbereich zugeordnet, und es wird auf dem Dach eine maximale Dosisleistung von 50 mSv/a (5 rem/a) festgelegt.

Mit einer Gesamtquellstärke von $1{,}22 \cdot 10^{11}$ γ/s ergibt sich dann eine Deckendicke von 3 cm Normalbeton.

Pufferlager mit Decke:

Zur Reduzierung der γ-Strahlung in der Entladestation werden die im Pufferlager abgestellten Paletten mit Fässern bzw. die Verlorenen Betonabschirmungen abgeschirmt. Das Lager grenzt nach einer Seite an die Hallen-Außenwand und ist nach vorne zum Be- und Entladen offen.

In das Pufferlager können maximal 52 Paletten mit insgesamt 312 Fässern eingelagert werden. Als Quellgeometrie wird eine liegende Zylinderquelle mit einem Quellvolumen von 124,8 m³ angenommen. Daraus ergibt sich eine Gesamtquellstärke von $1{,}27 \cdot 10^{12}$ γ/s.

Entsprechend einer Tagesmenge von 62,5 m³ werden für die Einlagerung von Fässern in Verlorenen Betonabschirmungen alternativ betrachtet:

- 25 400 l- Verlorene Betonabschirmungen
  Als Quellgeometrie wird eine Quaderquelle mit einem Quellvolumen von 10 m³ mit einer Gesamtquellstärke von $6{,}43 \cdot 10^{11}$ γ/s angenommen.

- 52 200 l- Verlorene Betonabschirmungen
  Als Quellgeometrie wird eine Quaderquelle mit einem Quellvolumen von 10,4 m³ mit einer Gesamtquellstärke von $5{,}11 \cdot 10^{11}$ γ/s angenommen.

Der zulässige Strahlenpegel an der Außenwand des Pufferlagers zur Entladestation hin und der Decke wird durch den Strahlenpegel von 10 mSv/a (1000 mrem/a) entsprechend dem zulässigen Grenzwert für Dauerarbeitsplätze im Kontrollbereich vorgegeben. Hierbei wird eine Beladung des Pufferlagers für eine Zeitdauer von 8760 Stunden je Jahr angenommen.

Der zulässige Strahlenpegel an der Außenwand des Pufferlagers richtet sich nach dem zulässigen Grenzwert für betriebliche Oberwachungsbereiche von 15 mSv/a (1500 mrem/a).

Für das Pufferlager wurde eine Stärke für die Decke von 35 cm errechnet.

Die Stärke der Innenwände beträgt 37 cm. Die Stärke der Außenwände wurde rechnerisch mit 34 cm ermittelt. Diese Dicke kann gegebenenfalls durch Setzsteine erreicht werden. Dabei ist zu berücksichtigen, daß die angenommene Belegung des Pufferlagers von 8760 Stunden je Jahr in der Praxis ausgeschlossen werden kann. Deshalb wird für die Außenwände des Pufferlagers dieselbe Stärke gewählt wie für die Wandstärke der Entladestation (24 cm).

Pufferlager ohne Decke:

Zur Abschirmung der Kastenbehälter werden drei Seitenwände errichtet. Die vierte Wand bildet die Hallen-Außenwand. Das Be- und Entladen des Pufferlagers kann mit dem Hallenkran der Entladestation erfolgen. Das Pufferlager ist von oben offen.

Die Lagerfläche des Pufferlagers von 10 m x 5 m läßt eine Lagerung von 8 x 2 = 16 Kastenbehältern zu. Dabei wird angenommen, daß die Kastenbehälter zweilagig aufgestellt werden. Als Quellgeometrie wird ein Quader mit einem Quellvolumen von 64 m^3 angenommen.

Mit einer Aktivität von $2{,}07 \cdot 10^9$ Bq/m^3 (0,056 Ci/m^3) ergibt sich daraus eine Gesamtquellstärke von $2{,}3 \cdot 10^{11}$ γ/s. Weiterhin gelten auch hier die Werte des zulässigen Strahlenpegels analog wie beim Pufferlager für Fässer.

Die Stärke der Innenwände beträgt 24 cm. Die Stärke der Außenwände wurde rechnerisch mit 29 cm ermittelt. Diese Dicke kann gegebenenfalls durch Setzsteine erreicht werden. Dabei ist zu berücksichtigen, daß die angenommene Belegung des Pufferlagers von 8760 Stunden je Jahr in der Praxis ausgeschlossen werden kann. Deshalb wird für die Außenwände des Pufferlagers dieselbe Stärke gewählt wie für die Wandstärke der Entladestation (24 cm).

4.2.6.4 Dosisleistung durch Sky-Shine-Effekt

Unter Sky-Shine wird die teilweise Reflexion bzw. Streuung der γ-Strahlung an Luft verstanden. Dadurch wird die Strahlenbelastung in Bodennähe gegenüber dem Anteil der Direktstrahlung erhöht.

Das Programm SHINE dient zur Rechnung des Flusses und der Dosisleistung durch Streuung, der von einer punktförmigen Quelle ausgehenden γ-Strahlung, an der umgebenden Luft. Das Programm erfaßt alle Einfach-Streuprozesse. Mehrfachstreuungen werden näherungsweise durch die Verwendung von Dosisaufbaufaktoren berücksichtigt (Leicht 1981).

Die Integrationsgrenzen werden so gewählt, daß die teilweise Abschirmung des streuenden Luftraumes durch rechteckige Wände um die Quelle berücksichtigt wird. Zusätzlich kann die Abschwächung der Primärstrahlung durch eine Decke aus verschiedenem Material berechnet werden.

Die vorhandene Lagergeometrie wird durch eine Quaderquelle beschrieben. Ausgehend von dieser Volumenquelle wird eine Dosisleistung an der Außenseite der Decke bestimmt. Mit dieser Dosisleistung wird eine fiktive Punktquelle im Lager errechnet.

Der Beitrag zu der Dosisleistung am Zaun beträgt maximal $3{,}6 \cdot 10^{-2}$ mSv/a (3,6 mrem/a).

Es überwiegt am Zaun der Entladestation der Effekt der γ-Direktstrahlung und der Grenzwert von 0,3 mSv/a (30 mrem/a) entsprechend § 45 der StrlSchV kann eingehalten werden.

Außerhalb der Schachthalle, deren Decke einen Ausschnitt von ca. 9 m x 5 m für den Förderturm hat, wird beim Transport von Behältern im Förderkorb nach unter Tage eine γ-Dosisleistung durch den Sky-Shine-Effekt von ≙ $3,4 \cdot 10^{-5}$ mSv/h (= $3,4 \cdot 10^{-3}$ mrem/h) erwartet.

4.2.6.5 Zusammenfassende Bewertung

Die Ergebnisse der Berechnungen der Wand- und Deckenstärken, unter Zugrundelegung der maximal zulässigen Dosisleistungen in der Umgebung bzw. im betrieblichen Überwachungsbereich, beruhen auf konservativen Annahmen:

- alle Abfallgebinde haben eine Dosisleistung von 0,1 mSv/h (10 mrem/h) in 1 m Abstand,
- die Abfallgebinde befinden sich 365 Tage im Jahr in der Entladestation und
- die tägliche Verweildauer der Abfallgebinde wird als Parameter mit 8 Stunden je Tag angenommen.

Die errechneten Wandstärken werden aus den oben genannten Gründen einen flexiblen Betrieb ermöglichen. Das heißt, daß die Abfälle für kürzere Zeiträume auch durchgehend in der Entladestation verbleiben können, ohne daß der zulässige Jahres-Dosisgrenzwert überschritten wird.

Durch die konservative Ermittlung der Wand- und Deckenstärken wird die tatsächliche Dosisleistung in der Umgebung weit unter dem zulässigen Grenzwert von 0,3 mSv/a (30 mrem/a) liegen.

Die Schachthalle besteht aus Ziegelmauerwerk von ca. 12 cm Stärke.

Die Verweildauer der Abfälle in der Schachthalle ist durch den gewählten Betrieb bedeutend geringer (max. 2 Stunden) als in der Entladestation.

Unter Berücksichtigung dieser Gegebenheiten kann die Abschirmwirkung der bestehenden Schachthallenwand als ausreichend angesehen werden.

Für die zu errichtende Zwischenwand zwischen dem nördlichen und südlichen Bereich der Schachthalle wird z. B. eine Wandstärke von ca. 10 cm Normal-Beton als ausreichend angesehen.

Im Labor ist die Direktstrahlung vernachlässigbar klein, so daß für das Labor gegenüber den angrenzenden Räumen keine speziellen Abschirmmaßnahmen vorzunehmen sind.

4.2.7 Berechnung des Einflusses der Strahlungsleistung der Abfallgebinde auf die Temperaturverhältnisse in der Einlagerungskammer

Grundsätzlich ist mit dem Einbringen radioaktiver Abfälle in die Einlagerungskammer dort auch eine Energiefreisetzung verbunden, die in Abhängigkeit von der Leistung zu einer Erhöhung der Gesteinstemperatur in der Umgebung der Lagerkammer führen kann. Tab. 4.2.7-1 zeigt für die in Kap. 1.1 betrachteten Abfallarten die spezifische Wärmeleistung in Abhängigkeit von der Zeit.

Lagerzeit [Jahre]	Stillegungsabfälle aus DWR und SWR (1)			Betriebsabfälle DWR und SWR (2)	Abfälle aus Forschungseinrichtungen (2)	
	Gruppe 1	Gruppe 2	Gruppe 3		β/γ	α
0	$3{,}5\cdot10^{-5}$	$1{,}7\cdot10^{-7}$		$2{,}1\cdot10^{-9}$	$4{,}6\cdot10^{-10}$	$1{,}7\cdot10^{-10}$
10	$9{,}3\cdot10^{-6}$	$4{,}7\cdot10^{-8}$		$6{,}5\cdot10^{-10}$	$1{,}5\cdot10^{-10}$	$2{,}1\cdot10^{-10}$
20	$2{,}5\cdot10^{-6}$	$1{,}2\cdot10^{-8}$	vernachlässigbar klein	$2{,}4\cdot10^{-10}$	$1{,}0\cdot10^{-10}$	$2{,}4\cdot10^{-10}$
50	$4{,}8\cdot10^{-8}$	$2{,}4\cdot10^{-10}$		$6{,}0\cdot10^{-11}$	$4{,}8\cdot10^{-11}$	$2{,}5\cdot10^{-10}$
100	$1{,}0\cdot10^{-10}$	$9{,}0\cdot10^{-13}$		$1{,}8\cdot10^{-11}$	$1{,}5\cdot10^{-11}$	$2{,}4\cdot10^{-10}$

(1) Alter der Abfälle zum Zeitpunkt der Einlagerung: 10 Jahre

(2) Alter der Abfälle zum Zeitpunkt der Einlagerung: 1 Jahr

Tab. 4.2.7-1: Spezifische Wärmeleistung (W/g Endabfall) zementierter Abfallprodukte in Abhängigkeit von der Lagerzeit.

Die Wärmeleistung der Stillegungsabfälle wird fast ausschließlich durch das Co-60 bestimmt. Beim Zerfall des Co-60 werden insgesamt ca. 2,5 MeV/Bq in Form von γ-Strahlungsenergie freigesetzt. Die Wärmeleistung Co-60-haltiger Abfälle nimmt wegen der Halbwertszeit von 5,3 Jahren verhältnismäßig rasch ab und spielt infolgedessen bei langzeitigen Sicherheitsbetrachtungen keine Rolle. Bei allen anderen Abfallarten tragen auch andere Radionuklide zur Wärmeleistung bei.

Aus Tab. 4.2.7-1 geht hervor, daß nur die Stillegungsabfälle der Aktivitätsgruppe 1 infolge ihres Co-60-Gehaltes eine nennenswerte Wärmeleistung aufweisen und damit zu einer merklichen Temperaturerhöhung bei der Endlagerung beitragen könnten. Alle anderen Abfälle haben so geringe Wärmeleistungen ($<<$ 1 W/t Endprodukt), daß dadurch keine meßbaren Temperaturerhöhungen im Produkt und im Lagermedium auftreten. Deshalb werden im folgenden im Sinne einer konservativen Abschätzung nur Stillegungsabfälle betrachtet.

4.2.7.1 Grundlagen und Modellannahmen

Die Stillegungsabfälle der Aktivitätsgruppe 1 machen mit 150 t weniger als 1 % der gesamten Abfallmassen eines Druckwasser- oder Siedewasserreaktors aus. Im folgenden wird im Sinne einer Parameterstudie die Temperaturerhöhung in der Endlagerkammer und im umgebenden Gestein berechnet, unter der Annahme, daß in einem Lagerkammerabschnitt von 80 m Länge 10 % Stillegungsabfälle der Aktivitätsgruppe 1 und 90 % der Gruppe 2 mit einem Befüllungsgrad von 50 % eingelagert werden, d. h. 0,5 m^3 Stillegungsabfall pro m^3 Kammervolumen. Dieselben Rechnungen werden vergleichend auch für einen Kammerquerschnitt von 20 m^2 durchgeführt.

Als Verpackung für die zementierten Stillegungsabfälle der Aktivitätsgruppe 1 wurden zylindrische Gußstahlbehälter mit 15 cm Wandstärke angenommen. Zusätzlich ist der Behälter mit einer innenliegenden 12 cm starken Bleiabschirmung versehen. Für die Berechnungen wird ein Füllungsgrad des Behälters von 0,18 m^3 Rohabfall/m^3 Behältervolumen zugrundegelegt. Zur Verpackung der Stillegungsabfälle der Gruppe 1 aus einem DWR und einem SWR werden ca. je 770 Behälter benötigt. Die Aktivität eines Behälters an Co-60 beträgt nach einer Abklingzeit von 10 Jahren 28,3 TBq (765 Ci). Dies entspricht einer γ-Wärmeleistung von 11,4 W/Behälter.

Die bei der Lagerung auftretenden Temperaturerhöhungen wurden mit dem Rechenprogramm TEFELD (Ploumen 1977) berechnet.

Für die Berechnungen wurden folgende Modellannahmen gemacht:

- instantane Befüllung der Lagerkammern
- homogene Quelle und homogenes Lagermedium
- keine Belüftung der Lagerkammern
- totale Absorption der β/γ-Strahlung im Produkt
- regelmäßige Anordnung der Behälter
- Füllungsgrad der Kammer 50 %

Für die Temperaturberechnungen wurden die Stoffwerte nach Tab. 4.2.7-2 zugrundegelegt.

Material	Dichte g/cm^3	Spez. Wärme $J\ g^{-1}\ K^{-1}$	Wärmeleitfähigkeit $W\ cm^{-1}\ K^{-1}$
Rohabfall	7,2	0,40	0,15
Zementstein	2,0	0,84	0,01
Luft	$1,2 \times 10^{-3}$	1,00	$2,6 \times 10^{-4}$
Blei	11,3	0,13	0,35
Gußstahl	7,2	0,46	0,42
Erz	2,6	0,08	0,0115

Tab. 4.2.7-2: Stoffwerte für die Temperaturberechnungen an Abfallgebinden in der Einlagerungskammer.

4.2.7.2 Ergebnis der Temperaturberechnung

Die berechneten maximalen Temperaturerhöhungswerte für die Behälter und das umgebende Erz sind in Tab. 4.2.7-3 aufgeführt.

Lagergeometrie	Behälter-anzahl	Maximale Temperaturerhöhung [°C]	
		Kammer (Mitte)	am Kammerstoß
Typ A	1.454	3,4	2,0
- Querschnittsfläche 40 m^2			
- Länge 80 m			
- Volumen 3200 m^2			
Typ B	727	1,9	1,3
- Querschnittsfläche 20 m^2			
- Länge 80 m			
- Volumen 1600 m^2			

Ausgangsdaten siehe Kap. 2.2.3

Tab. 4.2.7-3: Parameterrechnung: Maximale Temperaturerhöhungen bei der ausschließlichen Lagerung zementierter Stillegungsabfälle der Aktivitätsgruppen 1 und 2 (10 % Gruppe 1, 90 % Gruppe 2, Alter der Abfälle: 10 Jahre).

Die Temperaturmaxima in Kammerinhalt und Erz treten nach den hier gemachten Modellannahmen in beiden Kammertypen ca. 3 Jahre nach der Befüllung auf. Fig. 4.2.7-1 zeigt am Beispiel der Lagerung von zementierten Abfällen in der Kammer mit 20 m² Querschnitt den zeitlichen Verlauf der örtlichen Maximaltemperaturen in Kammer und Erz. Der radiale Verlauf der Temperaturerhöhung (ΔT max) in der Kammer ist in Fig. 4.2.7-2 angegeben.

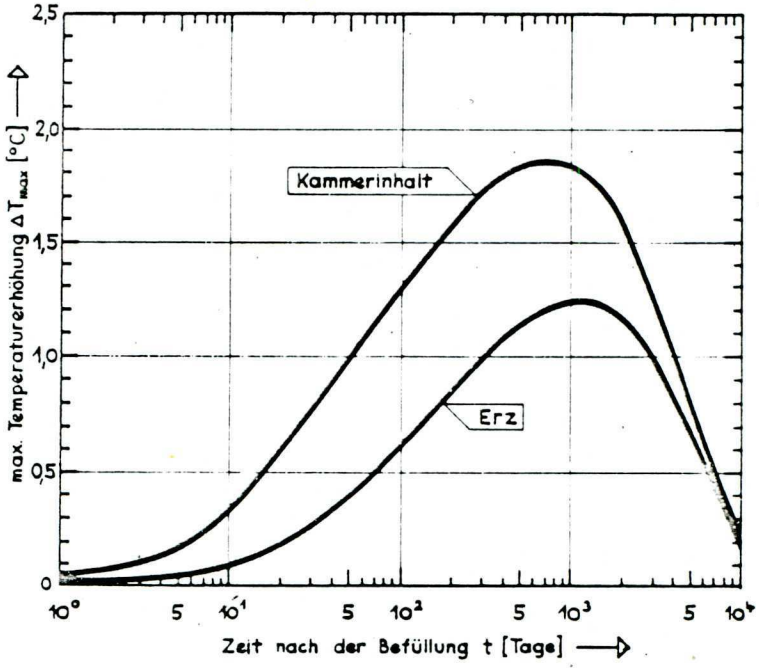


Fig. 4.2.7-1: Parameterrechnung: Maximale Temperaturerhöhung bei der ausschließlichen Lagerung von zementierten Stillegungsabfällen der Aktivitätsgruppen 1 und 2 als Funktion der Zeit (10 % Gruppe 1, 90 % Gruppe 2, Alter der Abfälle 10 Jahre, Kammerquerschnitt 20 m²).

Die hier errechneten Temperaturerhöhungen in Produkt und Erz decken im Sinne einer Parameterstudie den ungünstigsten Fall ab, daß 10 % des Kammervolumens mit Abfällen der stärksten Leistungsentbindung befüllt wurden. Die errechneten Maximalwerte betragen 3,4 K (Kammerinhalt) bzw. 2 K (Kammerstoß) für die 40 m²-Kammer. Infolge des steigenden Temperaturgradienten im Erz fällt die Temperaturerhöhung in 10 m Abstand vom Kammerstoß auf 0,2 K ab. Aus dem zeitlichen und räumlichen Temperaturverlauf ist ersichtlich, daß die Temperaturbelastung des umgebenden Erzes klein ist und innerhalb des Temperaturänderungsbereiches liegt, der durch die Bewetterung hervorgerufen wird. Werden die Stillegungsabfälle entsprechend ihren tatsächlichen Mengenverhältnissen (1 % Gruppe 1, vgl. Kap. 1.1.2) eingelagert, ist die thermische Belastung noch geringer.

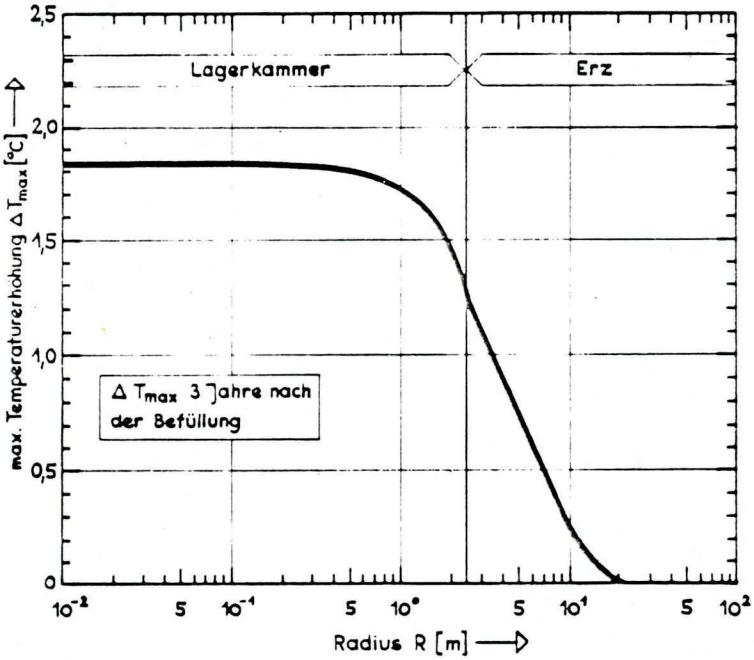


Fig. 4.2.7-2: Parameterrechnung: Temperaturerhöhung bei der ausschließlichen Lagerung von zementierten Stillegungsabfällen der Aktivitätsgruppen 1 und 2 (10 % Gruppe 1, 90 % Gruppe 2, Alter der Abfälle 10 Jahre, Kammerquerschnitt 20 m²).

Durch den Zerfall des Co-60 in den Abfällen verringert sich die Wärmeproduktion, so daß nach ca. 3 Jahren die Maximaltemperatur erreicht wird und danach die Temperaturgradienten im Gestein sehr schnell ausgeglichen werden.

4.2.8 Berechnungen zur Radiolysegasbildung

Unter Einwirkung ionisierender Strahlung können im chemischen System Veränderungen auftreten; derartige Vorgänge werden zusammenfassend als Radiolyse bezeichnet. Bei den betrachteten KKW-Abfallprodukten werden bis zum totalen Zerfall der Radionuklide integrale Beta/Gamma-Strahlendosen von ca. 10^7 rad für die Verdampferkonzentratprodukte und ca. 10^8 rad für die Ionenaustauscherprodukte erreicht. Bei den verfestigten Verdampferkonzentraten aus Großforschungszentren beträgt die entsprechende integrale Beta/Gamma-Dosis ca. 10^7 rad. Daneben liegen in diesen Abfällen geringe Mengen an Alphastrahlern vor. Die sich daraus ergebende Alpha-Dosisleistung ist jedoch vergleichsweise gering, so daß merkliche integrale Alphadosen erst nach langen Zeiträumen auftreten (z.B. 10^8 rad nach 1000 Jahren).

Bei den hier zu betrachtenden integralen Beta/Gamma-Dosen treten keine merklichen Änderungen von Produkteigenschaften (z.B. mechanische Beständigkeit, Auslaugbe-

ständigkeit) auf. Für die Betriebsphase des Endlagers ist deshalb nur die radiolytische Bildung potentiell zündfähiger Gase (hauptsächlich H_2) aus den Abfallprodukten und die Freisetzung dieser Gase in die Lagerkammern zu betrachten. Die radiolytische Wasserstofferzeugung stellt einen Sicherheitsaspekt dar, weil bei einem Wasserstoffgehalt der Luft von 4 Vol.-% ein zündfähiges Gemisch entsteht.

4.2.8.1 Ermittlung der Radiolysegasmengen aus radioaktiven Verfestigungsprodukten

Für zementierte und bituminierte Abfälle unterschiedlicher Zusammensetzung wurden die entstehenden Radiolysegase in Abhängigkeit von der Gammadosis ermittelt (Kluger, 1980). Tab. 4.2.8-1 enthält die Zusammensetzung der untersuchten Verfestigungsprodukte mit den ermittelten H_2-Ausbeuten. Wasserstoff wird bei allen Produkten als Hauptbestandteil (> 90 %) der Radiolysegase gefunden, auf die Angabe der Restbestandteile (Kohlenwasserstoffe, NO, O_2) wird deshalb hier verzichtet. Im untersuchten Dosisbereich (10^6 bis 10^8 rad) ist die Wasserstoffausbeute bei allen Produkten der Dosis direkt proportional. Für alle Produkte mit Ausnahme der Zement/$NaNO_3$-Produkte und der Bitumen-Tensidprodukte wurden vergleichbare H_2-Ausbeuten erhalten. Die Erniedrigung der H_2-Ausbeute bei $NaNO_3$-haltigen Zementprodukten ist auf die Reaktion der durch Gammastrahlung gebildeten Primärprodukte mit den NO_3^--Ionen zurückzuführen (Kaindl 1967).

Der erhöhte H_2-Wert bei den tensidhaltigen bitumenfixierten Endabfällen wird durch die hohe Tensidbeladung der Produkte hervorgerufen. Die organischen Verbindungen im Abfall liefern einen zusätzlichen H_2-Anteil.

Bei der Bituminierung werden höhere Abfallbeladungen erreicht. Die spezifische Aktivität und damit auch die spezifische H_2-Bildung pro Abfallfaß ist demzufolge höher als bei der Zementierung. Andererseits wird bei der Zementierung eine entsprechend größere Faßzahl produziert als bei der Bituminierung. Bezogen auf eine bestimmte Menge unkonditionierten Abfalls ist somit (bei vergleichbarer H_2-Ausbeute für das Endprodukt) die erzeugte H_2-Menge gleich.

Neben den durch β/γ-Strahlung erzeugten H_2-Mengen ist für die α-haltigen Verdampferkonzentrate noch die durch α-Strahlung bedingte H_2-Bildung zu berücksichtigen. Für zementiertes $NaNO_3$-haltiges Verdampferkonzentrat beträgt die α-H_2-Ausbeute $1{,}7 \times 10^{-3}$ ml/g Mrad, für das Bitumenprodukt 12×10^{-3} ml/g Mrad. Zementstein (ohne $NaNO_3$) liefert bei α-Strahlung eine H_2-Ausbeute von 8×10^{-3} ml/g Mrad (Scheffler 1977; Kowa 1982; Bibler 1979).

4.2.8.2 Berechnung zur Radiolysegasbildung bei der Endlagerung von Stillegungsabfällen

Die berechneten Dosisleistungswerte der hier betrachteten Abfälle sind am Beispiel der zementierten Abfälle in Tab. 4.2.8-2 in Abhängigkeit von der Lagerzeit angegeben. Für die Berechnungen wurden bezüglich des Alters, der Aktivität und des Nuklidinventars der Abfälle die gleichen Werte wie für die Temperaturberechnungen (vgl. Kap. 4.2.7) zugrunde gelegt. Die Tabelle 4.2.8-2 zeigt, daß die Dosisleistungen der bituminierten und zementierten flüssigen Abfälle aus Kernkraftwerken und Forschungszentren sowie der Stillegungsabfälle der Aktivitätsgruppe 2 und 3 um den Faktor ca. $2 \cdot 10^2$ bis $2 \cdot 10^4$ (je nach Abfallart) niedriger sind als die der Stillegungsabfälle der Gruppe 1. Diese Abfälle liefern daher aufgrund ihrer geringen Aktivität (18 bis 37 GBq (0,5 bis 1,0 Ci)/m³ Abfallprodukt) nur einen untergeordneten Beitrag zur Radiolyse.

Die berechnete maximale H_2-Konzentration in einer unbelüfteten Kammer (konservative Annahme) während der Einlagerungsphase (3 Jahre) aus zementierten Stillegungsabfällen der Gruppe 2, KKW und Forschungszentren, liegt je nach Abfallart zwischen 0,03 Vol.-% und 0,07 Vol.-% und ist damit vernachlässigbar klein. Für die Rechnungen wurde eine Füllungsgrad von 0,5 m³ Abfall/m³ Kammervolumen zugrundegelegt. Als mittlere H_2-Ausbeute wurde gemäß Kap. 4.2.8.1 für die Reaktorabfälle $4{,}5 \cdot 10^{-3}$ ml H_2/Mrad · gZementstein und für die Abfälle aus Forschungszentren $8 \cdot 10^{-4}$ ml H_2/Mrad · gZementstein infolge Beta/Gammastrahlung bzw. $1{,}7 \cdot 10^{-3}$ ml H_2/Mrad · gZementstein infolge Alphastrahlung zugrunde gelegt.

Den Radiolysegasberechnungen wurden bezüglich des Abfalls und der Einlagerungsart die gleichen Annahmen zugrundegelegt wie bei den Temperaturberechnungen in Kap. 4.2.7, d.h. der Einlagerung von ausschließlich Stillegungsabfällen der Aktivitätsklassen 1 und 2 in einem 80 m langen Kammerabschnitt. Der Mengenanteil der Klasse 1 betrage ebenfalls 10 %. Die Voraussetzung für die Berechnung der integralen Dosis der Produkte war die vollständige Absorption der Strahlung in den Abfallprodukten und eine homogene Verteilung des Abfalls im Zementstein. Zur Berechnung der H_2-Ausbeute aus den zementierten Abfällen wurde der experimentell ermittelte Wert von $4{,}5 \times 10^{-3}$ ml/Mrad·g (Kluger, 1974) verwendet, der in guter Übereinstimmung mit den Werten anderer Autoren steht (Möckel, 1981). Ferner wurde die konservative Annahme gemacht, daß die gebildete Wasserstoffmenge proportional der Dosis ist und ohne zeitliche Verzögerung aus den Abfallprodukten und deren Verpackungen vollständig in die Kammeratmosphäre freigesetzt wird.

VERFESTIGTER ABFALL	Abfall-Beladung [Gew.-%]		H_2-Ausbeute $[10^{-3}$ ml/g Mrad]	
	Zement	Bitumen	Zement	Bitumen
Verdampferkonzentrat $NaNO_3$-haltig	10	40 - 50	0,8	4,5
DWR-Verdampferkonzentrat				
borathaltig	7	50	2,5	3,9
tensidhaltig	4,3	50	3,7	7,7
DWR-Verdampferkonzentrat Na_2SO_4-haltig	7	40 - 50	2,0	4,5
Mischbettionenaustauscher +)	7 - 10	40 - 50	4,5	4,0
reine Matrixmaterialien	-	-	4,5	7,0

+) Für kunststoffixierte Mischbettionenaustauscher wird eine H_2-Ausbeute von $1{,}2 \cdot 10^{-3}$ ml/g Mrad erhalten (bei 31 Gew.-% Beladung mit trockenem Austauscher) (EARR 1979).

Fig. 4.2.8-1: Mittlere gemessene H_2-Ausbeute bei der γ-Bestrahlung zementierter und bituminierter Abfallprodukte unterschiedlicher Zusammensetzung (769 Torr, 25 °C).

Lagerzeit [Jahre]	Stillegungsabfälle aus DWR und SWR (1)			Betriebsabfälle aus DWR und SWR (2)	Abfälle aus Forschungseinrichtungen (2)	
	Gruppe 1	Gruppe 2	Gruppe 3		β/γ	α
0	$1{,}3 \cdot 10^{4}$	$6{,}3 \cdot 10^{1}$	vernachlässigbar klein	$1{,}5 \cdot 10^{0}$	$2{,}6 \cdot 10^{-1}$	$4{,}4 \cdot 10^{-1}$
10	$3{,}4 \cdot 10^{3}$	$1{,}7 \cdot 10^{1}$		$4{,}6 \cdot 10^{-1}$	$8{,}4 \cdot 10^{-2}$	$5{,}5 \cdot 10^{-1}$
20	$9{,}0 \cdot 10^{2}$	$4{,}5 \cdot 10^{0}$		$1{,}7 \cdot 10^{-1}$	$5{,}7 \cdot 10^{-2}$	$6{,}2 \cdot 10^{-1}$
50	$1{,}7 \cdot 10^{1}$	$8{,}6 \cdot 10^{-2}$		$4{,}2 \cdot 10^{-2}$	$2{,}7 \cdot 10^{-2}$	$6{,}7 \cdot 10^{-1}$
100	$5{,}0 \cdot 10^{-2}$	$3{,}0 \cdot 10^{-4}$		$1{,}3 \cdot 10^{-2}$	$8{,}4 \cdot 10^{-3}$	$6{,}0 \cdot 10^{-1}$

(1) Alter der Abfälle zum Zeitpunkt der Konditionierung: 10 Jahre

(2) Alter der Abfälle zum Zeitpunkt der Konditionierung: 1 Jahr

Tab. 4.2.8-2: Dosisleistung in zementierten Abfallprodukten in Abhängigkeit von der Lagerzeit (rad/h)

Zur Ermittlung der H_2-Bildungsrate und der integral gebildeten H_2-Mengen wurden die Dosisleistung und die integrale Dosis im Produkt als Funktion der Zeit berechnet. Tab. 4.2.8-3 zeigt die in den Abfällen bei der vorausgesetzten Lagerungsart insgesamt gebildeten Wasserstoffmengen. Die berechnete mittlere H_2-Bildungsrate beträgt in einer Lagerkammer mit einem Volumen von 3 200 m³ ca. 1 l/h. Dies würde in einer unbelüfteten Kammer in der 3jährigen Einlagerungsphase theoretisch zu einer Wasserstoffkonzentration in der Kammerluft von 1,5 Vol.-% führen. Bei einer gemischten Einlagerung der Abfälle aus allen Bereichen wird die radiolytische Wasserstoffbildung noch geringer sein.

Lagerzeit (a)	H_2-Mengen (m³)
1	4,5
2	13
3	25

Tab. 4.2.8-3: Parameterrechnung: radiolytisch gebildete integrale H_2-Mengen in einer Lagerkammer (3 200 m³) während der Einlagerungsphase (3 Jahre) bei der ausschließlichen Lagerung zementierter Stilllegungsabfälle der Gruppe 1 (Mengenanteil 10 %) und der Gruppe 2 (Mengenanteil 90 %).

Die während der Einlagerungsphase entstehenden H_2-Mengen stellen aber kein Problem dar, da die Lagerräume während dieser Zeit belüftet werden müssen. Legt man beispielsweise eine Bewetterung der Kammern von nur $1{,}8 \times 10^4$ m³/h zugrunde, dann ist die H_2-Bildungsrate der Abfallprodukte um den Faktor ca. 2×10^7 kleiner als die Bewetterungsrate. Die H_2-Konzentration in den Abwettern aus einer Kammer mit Stilllegungsabfällen der Gruppen 1 und 2 beträgt damit im ungünstigsten Fall ca. 5×10^{-6} Vol.-%. Da die Grubenwetter insgesamt einen wesentlich höheren Durchsatz haben (bis zu 10000 m³/min), wird die tatsächliche H_2-Konzentration außerhalb der Einlagerungsstrecken noch darunter liegen.

Nach Beendigung der Einlagerung und nach Verfüllung und Verschluß der Lagerkammer ist durch das Fehlen einer Zündquelle und die Verhinderung einer explosionsartigen Ausbreitung der Knallgasreaktion im Porenraum des Versatzmaterials eine Explosion auszuschließen.

4.3 Angaben zu betrieblichen und sicherheitstechnischen Erfahrungen mit vergleichbaren Abfällen beim Einlagerungsbetrieb im Salzbergwerk Asse

Im stillgelegten Salzbergwerk Asse, das als Versuchsanlage zur Entwicklung von Methoden und Techniken zur sicheren Endlagerung radioaktiver Abfälle in Salzformationen dient, wurden von 1967 bis 1978 rund 125.000 Behälter mit schwachradioaktiven Abfällen eingelagert.

Da der Gleisanschluß 1978 noch nicht betriebsbereit war, mußten alle Abfälle per LKW oder in "Von-Haus-zu-Haus"-Containern der Deutschen Bundesbahn angeliefert werden. Die Abfälle wurden in 200 l-Fässern, 400 l-Fässern, Verlorenen Betonabschirmungen (VBA) mit eingesetztem Metall-Behälter von max. 200 l Volumen und in Ausnahmefällen in Sonderbehältern, wozu auch VBA mit Innenbehältern bis zu 400 l gehörten, angenommen.

Das Entladen der Behälter erfolgte in der Schachthalle, die zu diesem Zweck als Kontrollbereich eingerichtet war. Hier erfolgte eine Eingangskontrolle, die sich auf ca. 10 % der Abfallbehälter erstreckte und Gewichts-, Dosisleistungs- und Kontaminationskontrollen umfaßte. Die Überprüfung der äußeren Kontamination der Abfallbehälter durch Wischtest hat sich dabei als nicht so wirkungsvoll erwiesen wie die Ausmessung der entladenen Transportfahrzeuge und der Flächen, auf denen die Behälter zwischenzeitlich abgestellt wurden.

Jeder Behälter wurde einzeln übernommen und unmittelbar auf den Förderkorb abgesetzt oder auf einem gekennzeichneten Abstellplatz in der Schachthalle kurzzeitig abgestellt. Dies war notwendig, um bei gemischter Anlieferung von Fässern und VBA eine Trennung vornehmen zu können. Die Handhabung der verschiedenen Behältertypen erforderte ein Umrüsten des Förderkorbes.

Der Transport durch die Strecke von bis zu 500 m Länge zwischen Füllort und Einlagerungskammer wurde mit Schaufelfahrladern durchgeführt. 200 l- und 400 l-Fässer wurden seit 1974 im Normalfall nicht mehr gestapelt, sondern direkt aus dem Schaufelfahrlader über eine Böschung abgekippt und lagenweise mit Salz überdeckt. Verlorene Betonabschirmungen wurden mit Hilfe von Gabelstaplern in vier Lagen übereinander gestapelt. Anschließend erfolgte ebenfalls eine Überdeckung mit Salz.

Insgesamt wurden von 1967 bis 1978 mit radioaktiven Abfällen über 25.000 Förderzüge durchgeführt. Unter Tage wurde eine Gesamtfahrstrecke von ca. 11.000 km

zurückgelegt. Die Zahl der einzelnen Umladevorgänge in der Schachthalle, in den Füllörtern und in den Einlagerungskammern beläuft sich auf ca. 400.000 (Opp, 1980).

In dem gesamten Einlagerungszeitraum von 12 Jahren brauchte nur eine Handverletzung als meldepflichtiger Unfall im Zusammenhang mit den Transport- und Einlagerungsarbeiten vermeldet zu werden.

Alle Transport- und Einlagerungsvorgänge unterlagen der Kontaminationsüberwachung. Einige wenige geringe Kontaminationen auf Abstellplätzen, Transportstrecken und Transportfahrzeugen konnten mit vorhandenen Mitteln beseitigt werden.

Zur Kontaminationsüberwachung des Einlagerungspersonals waren in den verschiedenen Arbeitsbereichen Hand-Fuß-Kleider-Monitore aufgestellt, die vor dem Verlassen dieser Bereiche benutzt wurden.

Wenn alle an dem jeweiligen Tage angelieferten Abfälle eingelagert waren und nachdem eine Kontaminationskontrolle durchgeführt wurde, konnten die Kontrollbereiche für die Schachthalle, den Förderkorb und alle Transportwege außer den Einlagerungskammern wieder aufgehoben werden.

4.3.1 Personendosis bei der Einlagerung von schwachradioaktiven Abfällen im Salzbergwerk Asse

Im Jahre 1978, in dem die bisher größte jährliche Abfallmenge mit über 30.000 Behältern eingelagert wurde, ergab sich folgende Personendosisverteilung an der 60 Personen umfassenden Belegschaft (Stippler, 1980):

Jahresdosis mSv mrem	bis 4,8 bis 480	bis 6 bis 600	bis 7 bis 700	bis 8 bis 800	bis 9 bis 900	bis 10 bis 1000
Anzahl d. Personen	45	10	0	2	2	1

Tab. 4.3-1: Personendosisverteilung in 1978 bei der Einlagerung von schwachradioaktiven Abfällen im Salzbergwerk Asse

Die untere Nachweisgrenze der monatlich ausgewerteten Filmdosimeter lag bei 0,4 mSv/Monat = 4,8 mSv/a. Die größte festgestellte monatliche Personendosis betrug 2,6 mSv = 260 mrem.

Aus den Meßwerten ließ sich eine Zuordnung der bei der Einlagerung aufgenommenen Strahlendosen zur Behälterart und zu unterschiedlichen Arbeitsbereichen machen (Tab. 4.3-2).

Betriebsort	eingesetztes Personal (Mannjahre)	Dosis (manrem)		
		gesamt	24.000 Fässer	6.600 VBA
Schachthalle	2	2,020	0,540	1,480
Füllort	1	0,825	0,220	0,605
Transport	1	0,175	0,085	0,090
Lagerkammer	2	2,065	0	2,065

Tab. 4.3-2: Personendosis für verschiedene Arbeitsbereiche im Jahre 1978 (Asse) (1 rem = 0,01 Sv)

Die Differenzierung nach unterschiedlichen Behältern war über einen Vergleich der Monatsdosen bei unterschiedlichem Mengenverhältnis der eingelagerten Behälterarten möglich.

Die bim Abkippen von Fässern in der Lagerkammer aufgenommene Dosis wurde wegen der kurzen Aufenthaltszeit und der geringen Ortsdosisleistung auf der Böschung mit Null angesetzt.

In der Tabelle sind entsprechend den Abfallmengen 1978 die anteiligen Personendosen für die beiden Behälterarten angegeben. Trotz der Unsicherheit der gemachten Annahmen muß man feststellen, daß eine gestapelte VBA eine etwa 20-fache Dosisbelastung gegenüber einem abgekippten Faß verursachte. Die mittlere Dosisbelastung pro gestapelter VBA ergibt sich zu $6{,}4 \cdot 10^{-6}$ manSv ($6{,}4 \cdot 10^{-4}$ manrem) gegenüber $3{,}5 \cdot 10^{-7}$ manSv ($3{,}5 \cdot 10^{-5}$ manrem) pro abgekipptem Faß. Dies bedeutet aber keinen prinzipiellen Nachteil der VBA oder der Stapeltechnik, denn durch das größere Aktivitätsinventar der VBA ergaben sich für Fässer und VBA etwa gleichgroße aktivitätsbezogene Strahlenbelastungswerte.

4.3.2 Überwachung der Wetter beim Einlagerungsbetrieb im Salzbergwerk Asse

Entsprechend den Bedingungen für die Einlagerung von schwachradioaktiven Abfällen liegen die Abfälle in fester trockener Form oder in Bindemitteln fixiert vor und sind in den zugelassenen Behältern verpackt (Asse 1975). Mit der Freisetzung größerer Mengen an radioaktiven Stoffen ist daher beim normalen Einlagerungsbetrieb nicht zu rechnen. Die Abfälle können jedoch auch Radionuklide enthalten, die in Stoffen mit hohem Dampfdruck vorkommen (z.B. Tritium), oder solche, deren Zerfallsprodukte gasförmig sind (z.B. Ra-226, Rn-222). Diese können aus den

Behältern in die Grubenwetter entweichen. Auch bei der rauhen Handhabung der Behälter besteht die Möglichkeit, daß infolge des Abreibens von Oberflächenkontaminationen oder der Beschädigung von Behältern radioaktive Stäube in die Wetter gelangen.

Die Wetter innerhalb des Bergwerkes werden deshalb regelmäßig auf ihren Gehalt an radioaktiven Stoffen untersucht. Schwerpunkt der Überwachung sind die Einlagerungskammern und der ausziehende Wetterstrom.

Zur Kontrolle der Einhaltung der vorgeschriebenen Grenzwerte werden an wichtigen Betriebspunkten und insbesondere in den Einlagerungskammern in regelmäßigen Abständen die Aerosol- und Tritiumaktivitätskonzentrationen gemessen. Zusätzlich werden in einem Teilstrom der ausziehenden Wetter kontinuierliche Messungen und Probennahmen durchgeführt und der Gesamtwetterstrom ermittelt, um die Abgaberaten zu bestimmen. Dadurch ist eine ständige Überwachung der Wetter und eine Bilanzierung der abgeleiteten radioaktiven Stoffe möglich.

Im Folgenden werden die Ergebnisse der Überwachungsmessungen aus dem Jahre 1978 dargestellt, in dem die bisher größte jährliche Menge schwachradioaktiver Abfälle (30.579 Behälter) im Salzbergwerk Asse eingelagert wurde.

Aerosole

Innerhalb des Bergwerkes wurden rund 400 Kontrollmessungen zur Bestimmung der Aerosolaktivität durchgeführt und dabei jeweils ca. 30 m^3 Luft über einen Schwebstoffilter mit 20 cm Durchmesser gesaugt und anschließend in einem Großflächendurchflußzähler ausgemessen. Die kurzlebige Aerosolgesamtaktivitätskonzentration, die auf die Zerfallsprodukte des Radon zurückgeführt werden kann, lag in allen begehbaren Bereichen des Salzbergwerks zwischen 7,4 und 585 Bq/m^3 (0,2 und 15,8 nCi/m^3, vgl. Tab. 4.3-3). Die Werte sind hauptsächlich abhängig von der Bewetterungsrate, aber auch von den übertägigen Wetterbedingungen. Das Edelgas Radon entsteht beim Zerfall des fast überall in der Natur vorkommenden Radiums und Thoriums und ist daher stets in der Umgebungsluft vorhanden. Es entweicht zusätzlich aus radium- und thoriumhaltigen Abfällen sowie aus den Verfestigungs- und Abschirmmaterialien Bitumen und Beton.

Um die Aktivität der langlebigen Nuklide zu ermitteln, wurden die Filter nach sieben Tagen erneut ausgemessen. Dabei lag die Aktivitätskonzentration stets unter der Nachweisgrenze dieser Kontrollmessungen von ca. 11 mBq/m^3 ($3 \cdot 10^{-13}$ Ci/m^3).

Im ausziehenden Wetterstrom erfolgt eine kontinuierliche Sammlung von Aerosolen zur anschließenden gammaspektrometrischen Einzelnuklidanalyse. Die Ergebnisse zeigten (GSF 1980), daß die meisten der nachgewiesenen Radionuklide in etwa der gleichen Konzentration wie in der Umgebungsluft vorlagen, also mit den Frischwettern zugeführt wurden. Lediglich Pb-210, das als langlebiges Produkt der Uran-Radium-Zerfallsreihe entsteht, konnte in einer mittleren Konzentration von 2,7 mBq/m^3 (74 fCi/m^3) im Abwetter festgestellt werden (vgl. Tab. 4.3-3). Dies ergibt sich aus dem erhöhten Radongehalt der Abwetter.

Tritium

Da die Tritiumkonzentration in den Wettern des Salzbergwerkes Asse weit unterhalb der Nachweisgrenze kontinuierlich anzeigender Meßgeräte liegt, erfolgte die Bestimmung über das Kondensat der Luftfeuchte unter Berücksichtigung des Feuchtegehaltes der Luft. Aus den annähernd 40 genommenen Proben zur Tritiumbestimmung ergaben sich Werte zwischen 33 und 1500 Bq/m^3 Luft(0,9 und 40 nCi/m^3 Luft).

Andere Radionuklide

Außer den regelmäßigen Überwachungsmessungen wurden stichprobenartig Untersuchungen zur Bestimmung anderer Radionuklide (z.B. C-14) in den Abwettern vorgenommen. Wegen der geringen Konzentration dieser Radionuklide mußten z.T. Anreicherungsverfahren und spezielle Analysenmethoden eingesetzt werden.

Zur Bestimmung der Plutoniumkonzentration wurden in halbjährlichem Abstand ca. 30.000 m^3 Luft über einen Spezialfilter geleitet. Danach erfolgte die Veraschung und radiochemische Abtrennung der Plutoniumisotope. Die gemessenen Konzentrationen für Pu-238 und Pu-239/240 lagen unter oder knapp über der jeweiligen Nachweisgrenze der Analysenmethode. Sie bewegten sich damit im Rahmen des Falloutpegels, wie er von Vergleichsmessungen in der Umgebungsluft an anderen Orten bekannt ist (Hötzl et al. 1976).

Die C-14-Konzentration in den Abwettern wurde durch kontinuierliche Probennahme von CO_2-gebundenem C-14 bestimmt. Durch Stichprobenmessungen aller möglichen C-14-Verbindungen in der Abluft wurde ermittelt, daß auch kohlenwasserstoffgebundenes C-14 auftritt. Der an CO_2 gebundene Anteil der Gesamtemission von C-14 betrug 1978 ca. 75 %. Die Meßwerte ergaben eine mittlere Gesamtkonzentration von C-14 in den Abwettern von ca. 6,3 Bq/m^3 (0,17 nCi/m^3).

Die Konzentration von Radiojod in den Abwettern liegt unter der Nachweisgrenze üblicher Meßverfahren. Bei der Untersuchung mit einer Neutronenaktivierungsmethode konnte jedoch elementares J-129, das auf Kohlefiltern abgeschieden war, festgestellt werden. Es wurde eine mittlere Aktivitätskonzentration von 115 $\mu Bq/m^3$ (3,1 fCi/m^3) ermittelt. Auf eine regelmäßige Überwachung von Radiojod wird daher verzichtet.

Nuklid	Meßwerte unter Tage min	max	abgeleitete Grenzwerte der StrlSchV**	Jahresmittelwerte im Abwetter
H-3	$9 \cdot 10^{-10}$	$4 \cdot 10^{-8}$	$4{,}8 \cdot 10^{-6}$	$8{,}7 \cdot 10^{-9}$
C-14	-	-	$3{,}7 \cdot 10^{-6}$	$1{,}7 \cdot 10^{-10}$
J-129	-	-	$8{,}0 \cdot 10^{-10}$	$3{,}1 \cdot 10^{-15}$
Pb-210	-	-	$1{,}3 \cdot 10^{-10}$	$7{,}4 \cdot 10^{-14}$
kurzlebige Aerosolaktivität (Rn)	$2 \cdot 10^{-10}$	$1{,}6 \cdot 10^{-8}$	$2{,}9 \cdot 10^{-7}$	$2{,}0 \cdot 10^{-9}$
langlebige Aerosolaktivität (belieb. Gemisch)	-	$3 \cdot 10^{-13}$*	$6{,}0 \cdot 10^{-13}$	-

Tab. 4.3-3: Aktivitätskonzentration der Wetter beim Einlagerungsbetrieb im Salzbergwerk Asse im Jahre 1978 (Ci/m^3)

* Nachweisgrenze

** für beruflich strahlenexponierte Personen der Kategorie A bei einem Atemvolumen von 2.500 m^3/a

Die Meßwerte zeigen, daß im Salzbergwerk Asse während des Einlagerungsbetriebes 1978 außer den flüchtigen Radionukliden und ihren Zerfallsprodukten keine meßbaren Mengen radioaktiver Stoffe in die Abwetter gelangt sind.

Literatur

BIBLER, NED.-E.: Radiolytic Gas Generation in Concrete Made with Incinerator Ash Containing Transuranic Nuclides. - DuPont-MS-79-25, 1979.

BMI/Bundesminister der Innern: Richtlinien zur Emissions- und Immissionsüberwachung kerntechnischer Anlagen. - Länderausschuß für Atomkernergie, BMI RS II 4-517 030/2, 1979 a.

BMI/Bundesminister des Innern: Allgemeine Berechnungsgrundlage für die Strahlenexposition bei radioaktiven Ableitungen mit der Abluft oder in Oberflächengewässer. - GMBl, S. 371, 1979 b.

BMI/ Bundesminister des Innern: Richtlinien für die physikalische Strahlenschutzkontrolle. - GMBl, S. 348, 1978.

BNWL: NEA-DATA-BANK. Engel, R.L. & Greenborg, J. & Hendrickson, M.M. ISOSHIELD II. - A Computer Code for General Purpose. Isotope Shielding Analysis. - BNWL-236, Juni 1966.

DWD/Deutscher Wetterdienst, Zentralamt Offenbach/M.: Ausbreitungsstatistik nach Klug/Manier von der Station Braunschweig-Völkenrode für den Zeitraum 01.01.1951 bis 31.12.1960. - Offenbach, Dezember 1974.

EARR: European Applied Research Reports. - Vol. 1, Number 4 (1979).

EGT: F+E-Programm zur Eignungsprüfung der Schachtanlage für die Einlagerung radioaktiver Abfälle. Zusammenfassender Zwischenbericht. - EGT, 1980.

EGT: Forschungsvorhaben zur Feststellung der Eignung der Schachtanlage Konrad für die Lagerung radioaktiver Abfälle. 2. Halbjahresbericht 1979. - EGT, 1979.

GMBl/Gemeinsames Ministerialblatt: Reaktorsicherheit, Sicherheit sonstiger kerntechnischer Anlagen, Strahlenschutz. - 30. Jg., 21, 15.08.1979.

GSF/Stippler, R. & Kleimann, H.: Strahlenschutz und Umgebungsüberwachung im Bereich der Schachtanlage Asse. Jahresbericht 1980. - GSF-Bericht T 127, 1980.

KAINDL, K. & GRAUL, E.H.: Strahlenchemie, Grundlagen-Technik-Anwendung. - Dr. Alfred Huthig Verlage, Heidelberg, 1967.

HÖTZL, H. & ROSNER, G. & WINKLER, R.: Künstliche Radioaktivität der bodennahen Luft und des Niederschlags München-Neuherberg 1970 - 1975. - GSF-Bericht S-413, Juli 1976.

KLUGER, W. & HILD, W. & KÖSTER, R. & MEIER, G. & KRAUSE, H.: Bituminierung radioaktiver Abfallkonzentrate aus Wiederaufarbeitung, Kernforschungseinrichtungen und Kernkraftwerken. KfK-2975, Mai 1980.

KLUGER, W.: Jahresbericht der ADB. - In: Krause, H. (Hrsg.): KfK-2000, 1974[4].

KOWA, S. et al.: Untersuchungen zur Alpha-Radiolyse von LAW/MAW-Bitumenprodukten aus der Wiederaufarbeitung. - KfK-3241 (in Vorbereitung), 1982.

KWU: Radioaktive Abfälle aus Kernkraftwerken in der Bundesrepublik Deutschland. - KWU, Offenbach, Juli 1980.

LEICHT, R. & WITTIG, R. & GRÜN, M.: Programm SHINE. Programm zur Berechnung des Flusses und der Dosisleistung durch Streuung von Gamma-Strahlung an Luft. - NUKEM-interner Bericht, Dezember 1981.

LINDACKERS, K.H.: Praktische Durchführung von Abschirmrechnungen. - Thiemig-Verlag, 1962.

MÖCKEL, H. & KÖSTER, R.: Atomenergie - Kerntechnik. - Bd. 37, Lfg. 4, 1981.

OPP, O. & THIELEMANN, K. & KLEYMANN, H.: Twelve Years Experience with the Transport of Radioactive Wastes in a Salt Mine. - Proc. 6th Int. Symp. on Packaging and Transportation of Radioactive Materials, November 10 - 14 1980, Berlin, 613 - 624, Berlin 1980.

PLOUMEN, P. & STRICKMANN, G.: Berechnung der zeitlichen und räumlichen Temperaturverteilung bei der Lagerung von radioaktiven Abfällen in Salzstöcken. - BMI-Forschungsauftrag St. Sch. 169, Februar 1977.

STIPPLER, R. & KLEYMANN, H.: Strahlenschutz und Umgebungsüberwachung bei der Lagerung von radioaktiven Abfällen in einem Salzbergwerk. - 13. Jahrestagung Fachverband für Strahlenschutz, Köln, Oktober 1979 (FS-79-20-T, Mai 1980).

SCHEFFLER, K. & KUCH, W. & RIEGE, U.: Beständigkeit von MAW-Zementprodukten gegenüber Alpha-Bestrahlung. - KfK-2519, S. 57, 1977.

		Seite
5.	STÖRFALLBETRACHTUNGEN UND SICHERHEITSKONZEPTE FÜR DIE BETRIEBS- UND NACHBETRIEBSPHASE	D 5- 1
5.1	Strahlenschutzkonzepte für betriebliche Störfälle bei der Endlagerung	D 5- 2
5.1.1	Störfallanalyse für den Übertagebetrieb der Anlage	D 5- 2
5.1.1.1	Handhabungsstörfälle über Tage	D 5- 2
5.1.1.2	Ausfall der Stromversorgung	D 5- 5
5.1.2	Störfallanalyse für den Schacht und den Untertagebereich	D 5- 9
5.1.2.1	Freisetzung aus bitumen- und zementfixierten Abfällen im Brandfall	D 5- 9
5.1.2.2	Fahrzeugbrand unter Tage	D 5-13
5.1.2.3	Förderkorbabsturz	D 5-16
5.1.2.4	Radiologische Bewertung der Störfälle	D 5-18
5.2	Sicherheitsbetrachtungen für die Nachbetriebsphase des Endlagers	D 5-22
5.2.1	Wirkung gebindeinterner Barrieren für die Radionuklidrückhaltung	D 5-24
5.2.1.1	Auslaugverhalten von zementierten und bituminierten Abfallprodukten	D 5-24
5.2.1.2	Barrierewirkung der Behälter im Hinblick auf langzeitliche Sicherheitsbetrachtungen	D 5-26
5.2.2	Modellrechnungen zur Ausbreitung von Radionukliden im Schacht	D 5-34
5.2.2.1	Voraussetzungen für die Modellrechnung	D 5-34
5.2.2.2	Beschreibung des Modells und der mathematischen Methode	D 5-35
5.2.2.3	Eingabeparameter	D 5-35
5.2.2.4	Ergebnisse	D 5-39
5.2.2.5	Übertragung der Ergebnisse auf Konrad-spezifische Randbedingungen	D 5-50
5.2.2.6	Zusammenfassung und Schlußfolgerung	D 5-52
5.2.3	Modellrechnungen zur Radionuklidausbreitung im umgebenden Gebirge und im verfüllten Streckensystem	D 5-53
5.2.3.1	Durchführung und Ergebnisse der Modellrechnungen	D 5-55

Seite

5.2.3.2 Zusammenfassung und Schlußfolgerungen D 5-60

Literatur D 5-62

5. Störfallbetrachtungen und Sicherheitskonzepte für die Betriebs- und Nachbetriebsphase

Durch eine Betrachtung von Störfällen soll aufgezeigt werden, daß sowohl in der Betriebsphase als auch in der Nachbetriebsphase des Endlagers für schwachaktive Abfälle und Abfälle aus der Stillegung von Kernkraftwerken die Sicherheit des Betriebspersonals und der Bevölkerung am Standort auch bei irregulären Betriebsabläufen gewährleistet ist. Gegenwärtig ist im Gegensatz zu Kernkraftwerken für Endlager noch kein Katalog von Störfällen erstellt, die bei der Planung und Auslegung eines Endlagerbetriebes zu unterstellen sind und für die entsprechende Sicherheitsnachweise zu führen sind.

Die Auswahl der Störfälle in diesem Kapitel erfolgte in sinngemäßer Auslegung der Vorschriften für Kernkraftwerke, die auf Empfehlungen der Reaktorsicherheitskommission beruhen, und die sich im wesentlichen auf Ereignisse beziehen, bei denen Radionuklide aus den Abfallgebinden in die Biosphäre freigesetzt werden.

Für die Betriebsphase des Endlagers Konrad wurden im Rahmen konservativer Abschätzungen übertägige Störfälle wie der Brand eines Transportfahrzeuges unter Tage und der Absturz eines mit Abfallgebinden beladenen Förderkorbes behandelt. In der Nachbetriebsphase ist der Abschluß der Biosphäre von den eingelagerten Radionukliden über Zeiträume zu gewährleisten, in denen die Aktivität der eingelagerten Abfälle durch natürlichen Zerfall soweit abgeklungen ist, daß auch bei einer hypothetischen Freisetzung des Nuklidinventars keine Kontamination des Trinkwassers und der Luft über die derzeitigen Grenzwerte der Strahlenschutzverordnung hinaus mehr möglich ist. Zu diesem Sicherheitsaspekt wurden Ausbreitungsrechnungen für den Wasserpfad und im verfüllten Schacht/Strecken-System durchgeführt.

Eine Analyse von Störfällen infolge Einwirkung von außen (EVA) wurde im Rahmen dieser Eignungsuntersuchung nicht vorgenommen, da keinerlei Standortmerkmale identifiziert wurden, die auf eine erhöhte Eintrittswahrscheinlichkeit von EVA-Störfällen hinweisen. Eine derartige Analyse wäre demnach nicht anlagenspezifisch.

5.1 Strahlenschutzkonzepte für betriebliche Störfälle bei der Endlagerung

Störfälle sind Ereignisabläufe, bei deren Eintreten der Betrieb aus sicherheitstechnischen Gründen nicht fortgeführt werden kann und für die die Anlage ausgelegt ist oder für die bei der Tätigkeit vorsorglich Schutzvorkehrungen vorgesehen sind, BMI (1977).

Die Vorsorge zur Vermeidung einer unzulässigen Freisetzung radioaktiver Stoffe umfaßt Maßnahmen zum sicheren Einschluß der Abfälle und zur Verhütung, Erkennung und Kontrolle von Störfällen.

Die untersuchten Störfälle sind aufgrund dieser Vorsorge äußerst unwahrscheinliche Ereignisabläufe. Trotzdem wird unterstellt, daß ein denkbares Ereignis auch eintritt. Damit wird auf konservativer Basis die nach dem Stand von Wissenschaft und Technik erforderliche Vorsorge gegen Schäden nachgewiesen.

Der Störfallbetrachtung werden repräsentative Ereignisse durch Einwirkungen von innen zugrundegelegt. Brände werden hier nicht betrachtet. Explosionen sind auszuschließen, da während der Einlagerung radioaktiver Stoffe keine explosiblen Stoffe gehandhabt werden.

Betrachtet werden Handhabungsstörfälle und der Ausfall der Stromversorgung.

Transport zum Endlg.?

5.1.1 Störfallanalyse für den Übertagebetrieb der Anlage

5.1.1.1 Handhabungsstörfälle über Tage

Handhabungsstörfälle über Tage können sich in der Entladestation und im südlichen Schachthallenbereich ereignen.

Die Handhabung umfaßt

- die Entladung der Fahrzeuge mit dem Gabelstapler oder dem Entladekran,
- den Transport der Abfallgebinde zum Schacht,
- die Beladung des Förderkorbes sowie
- die Kontaminationsüberwachung,
- die eventuelle Dekontamination kontaminierter Abfallgebinde und
- die eventuelle Be- und Entladung der Pufferlager in der Entladestation.

Zu betrachten sind schwachradioaktive Abfälle und Stillegungsabfälle in

- 200 l-Fässern auf 6er Paletten,
- 400 l-Fässern auf 6er Paletten,
- 200 l-Fässern in Verlorenen Betonabschirmungen,
- 400 l-Fässern in Verlorenen Betonabschirmungen,
- Industrieverpackungen mit einem Volumen von bis zu 3,3 m^3 und
- Kastenbehälter mit Abmessungen von bis zu 2,4 m x 2,4 m x 4,0 m.

Bei den Abfällen handelt es sich um trockene, feste Abfälle, die verpreßt und in Zement eingebunden sind, oder um in Zement oder Bitumen fixierte bzw. mit Zement oder Bitumen verfestigte Abfälle.

Bei der Handhabung der Abfallgebinde können Störfälle auftreten durch

- den Absturz der Abfallbehälter oder
- einen Anprall der Abfallbehälter.

Absturz der Abfallbehälter

Durch technische und administrative Maßnahmen wird der Absturz der Abfallbehälter weitgehend ausgeschlossen. Sollte trotzdem ein Abfallbehälter abstürzen, sind folgende Möglichkeiten zu untersuchen:

- Absturz eines Kastenbehälters bei der Entladung von Bundesbahnwaggons mit dem Kran in der Entladestation
- Absturz einer Palette mit sechs 400 l-Fässern bei der Be- oder Entladung des Pufferlagers

- Absturz einer Verlorenen Betonabschirmung mit einem 400 l-Faß oder einer Industrieverpackung bei der Entladung eines Lastkraftwagens oder eines Bundesbahnwaggons mit dem Gabelstapler.

Diese drei Fälle decken alle anderen Absturzmöglichkeiten ab.

Anprall der Abfallbehälter

Eine Beschädigung der Abfallbehälter ist denkbar

- bei einem Zusammenstoß beladener Fahrzeuge,
- bei einem Auffahren eines beladenen Fahrzeugs gegen ein Bauwerksteil, gegen ein Fahrzeug,
- bei einem Auffahren eines Fahrzeugs gegen ein abgestelltes Abfallgebinde,
- bei einem Anschlagen eines am Lasthaken des Krans hängenden Abfallgebindes an ein Bauwerksteil.

Durch administrative und technische Maßnahmen wird ein Auffahren bzw. Anschlagen weitgehend ausgeschlossen.
Störfälle dieser Art werden durch den Störfall "Behälterabsturz" abgedeckt.

Der Störfallbetrachtung werden folgende maximalen Absturzhöhen zugrundegelegt:

Kastenbehälter mit den maximalen Abmessungen 2,4 x 2,4 x 4,0 m bei der Entladung von Waggons mit dem Entladekran der Entladestation: ca. 3,5 m

Kastenbehälter und Verlorene Betonabschirmungen bei der Entladung von Waggons oder Lastkraftwagen mit dem Gabelstapler: ca. 1,5 m

Paletten mit sechs 400 l- oder 200 l-Fässern bei der Be- oder Entladung des Pufferlagers, wenn eine Palette der obersten der drei Lagen mit einem Gabelstapler bewegt wird: ca. 2,0 m

Bei einem Absturz der Abfallgebinde aus Stahl oder Beton aus der größtmöglichen Absturzhöhe von ca. 3,5 m kann eine geringfügige Beschädigung erwartet werden. Das Behältnis wird als undicht angenommen, es können Risse auftreten. Eine staub-

förmige Freisetzung von Betonteilchen wird nicht angenommen. Die Freisetzung radioaktiver Gase ist bei diesem Störfall gering und konservativ durch die Freisetzung beim Störfall "Förderkorbabsturz" abgedeckt (vergl. Kap. 5.1.2.3).

Werden bei einem Handhabungsstörfall die Verpackungen der Abfallgebinde beschädigt, werden die betreffenden Behälter und die Aufprallflächen auf nicht festhaftende Kontamination überprüft.

Wird eine Kontamination der Aufprallfläche festgestellt, wird die Fläche dekontaminiert.

Eventuell kontaminierte Behälter werden ebenfalls dekontaminiert.

Beschädigte Abfallbehälter werden für die weitere Handhabung in einen "Overpack" eingebracht und anschließend eingelagert.

Handhabungsstörfälle auf der Schachtanlage Konrad im übertägigen Bereich haben auf die Umgebung keine unzulässigen Auswirkungen (vergl. Kap. 5.1.2.3).

5.1.1.2 Ausfall der Stromversorgung

Es werden mit Strom versorgt (vergl. Kap. C 2.1.3.4 und C 2.2.3.2)

Schacht 1

- von einem Umspannwerk im Werk I der Stahlwerke-Peine-Salzgitter AG (P + S) mit einer 30 kV-Leitung. Dieses Umspannwerk wird direkt vom Kraftwerk der P + S und bei Bedarf vom öffentlichen Netz der Preußenelektra AG versorgt.
- direkt aus dem Werk I von P + S über eine 15 kV-Leitung. Das Werk I wird vom Kraftwerk versorgt.

Schacht 2

- wird intern aus dem Werk I von P + S über zwei 6 kV-Kabel versorgt. Die internen Umspannanlagen werden vom Kraftwerk der P + S versorgt.

Eine 6 kV-Verbindung zwischen den beiden Schächten ist unter Tage auf der 3. Sohle vorhanden.

Ein totaler Ausfall der Stromversorgung ist nur dann möglich, wenn das Kraftwerk der P + S und zugleich das Umspannwerk ausfallen. Dies ist ein äußerst unwahrscheinliches Ereignis.

Ein Ausfall ist nur für kurze Zeit möglich.

Im folgenden wird trotzdem unterstellt, daß die Stromversorgung ausfällt. Als Folge dieses Stromausfalls fallen u. a. aus:

- die Fördermaschinen im Schacht 1 und im Schacht 2
- die Kräne in der Entladestation und in der Schachthalle
- die Zwangsbelüftung des Pufferlagers in der Entladestation
- die Beleuchtung
- die Strahlenschutzinstrumentierung
- der Entladekran am Füllort der 1100 m-Sohle
- der Portalkran in der Einlagerungskammer
- die Pumpen der Wasserhaltung
- die Druckluftversorgung und
- die Grubenlüfter.

Durch einen Ausfall der Fördermaschinen für das nördliche und das südliche Fördertrumm in Schacht 1 kann kein radioaktiver Abfall nach unter Tage und kein Erz nach über Tage gebracht werden.

Eine Personenbeförderung ist weder im Schacht 1 noch im Schacht 2 möglich.

Eine Unterbrechung der Erzförderung für die Dauer des Stromausfalls hat keinerlei Auswirkungen.

Die radioaktiven Abfälle sind zu jeder Zeit sicher eingeschlossen. Ein Ausfall des südlichen Förderkorbes sowie der Kräne über und unter Tage hat deswegen keinen Einfluß auf Personal und Umgebung. Lediglich der Betrieb muß unterbrochen werden. Ein Absturz des Förderkorbs oder von Abfallgebinden, die an den Kränen angeschlagen sind, ist durch Stromausfall nicht möglich (Selbstarretierung).

Eine Unterbrechung der Personenförderung hat keinerlei Auswirkungen zur Folge. Das Personal kann bei Bedarf das Grubengebäude sowohl über den Schacht 1 als auch über den Schacht 2 über die Notfahrt verlassen.

Der Ausfall des Gebläses im Pufferlager hat eine kleinere Luftwechselzahl im Pufferlager zur Folge. Deshalb ist gegebenenfalls der Zutritt einzuschränken. Sonstige Auswirkungen auf Anlage und Umgebung treten nicht auf.

Wie im Kapitel 2.1.1 angegeben, muß die Notbeleuchtung über Tage bei Stromausfall unterbrechungslos versorgt werden. Eine Pufferung über Batterien ist unter Berücksichtigung der kurzen Zeitspannen als ausreichend anzusehen. Auswirkungen auf Personal und Umgebung sind daher nicht möglich. Die Sicherheitsbeleuchtung unter Tage ist durch das mitgeführte Geleucht sichergestellt.

Die Forderung der Strahlenschutzverordnung nach Überwachung der Ableitung radioaktiver Stoffe in Luft (§ 46) muß eingehalten werden. Die Überwachung des Personals auf Kontamination beim Verlassen des Kontrollbereichs soll auch bei Stromausfall noch möglich sein. Aus diesen administrativen Forderungen ist die Versorgung der Strahlenschutzinstrumentierung mit Notstrom abzuleiten. Auswirkungen auf Personal und Umgebung sind aber nicht zu erwarten.

Ein Ausfall der Grubenlüfter wird die Wettermenge gegenüber dem bestimmungsgemäßen Betrieb herabsetzen. Dadurch ist u. U. der Betrieb der dieselgetriebenen Fahrzeuge unter Tage einzuschränken. Auswirkungen auf Personal und Umgebung treten nicht auf.

Durch einen Ausfall der Druckluftversorgung wird die Resthohlraumverfüllung unterbrochen, falls im Blasversatzverfahren gearbeitet wird.

Durch die vorgesehene Größe der Sammelbecken unter Tage ist während der Dauer des Stromausfalls ein Überlaufen dieser Becken nicht zu befürchten. Fällt der Strom aus, während Grubenwässer von über Tage in den Vorfluter (Aue) gepumpt werden, wird der Pumpvorgang unterbrochen. Ein unbeabsichtigtes Ableiten radioaktiver Stoffe ist nicht möglich. Dadurch gibt es auch hier keinerlei Auswirkungen auf Personal und Umgebung.

Die vorhergehenden Ausführungen haben gezeigt, daß als Folge des Stromausfalls keinerlei erhöhte radiologische Auswirkungen auf die Umgebung stattfinden. Entsprechend der Definition ist das hier betrachtete Ereignis nicht als Störfall zu werten, da der Betrieb aus sicherheitstechnischen Gründen durchaus weitergeführt werden könnte, und nur betriebstechnische Gründe verhindern ein Weiterführen des Betriebs (BMI 1977).

5.1.2 Störfallanalyse für den Schacht und den Untertagebereich

Die Störfallanalyse wurde im Hinblick auf die radiologische Auswirkung auf die Biosphäre bei nicht bestimmungsgemäßem Betrieb durchgeführt. Entsprechend ihrer Eintrittswahrscheinlichkeit werden die Störfälle

- Brand eines beladenen Transportfahrzeuges
- Absturz des beladenen Förderkorbes

betrachtet. Die quantitative Erfassung wird auf Grundlage experimenteller Ergebnisse zur störfallbedingten Nuklidfreisetzung aus Abfallgebinden vorgenommen.

5.1.2.1 Freisetzung aus bitumen- und zementfixierten Abfällen im Brandfall

Das Verhalten von Bitumenprodukten bei Brand ist stark abhängig von Art und Menge der eingebundenen Salze. Produkte, die keine bei Brand oxidierend wirkenden Salze enthalten (z. B. $NaNO_3$), sind in ihrem Brennverhalten reinem Bitumen vergleichbar. Dies bedeutet, daß die in Fässer abgefüllten Produkte nach Verlöschen des externen Feuers nicht selbständig weiterbrennen. Enthalten sie $NaNO_3$, so verläuft die Verbrennung wesentlich heftiger, da intern Sauerstoff zur Verfügung steht (Kluger 1980).

Zur Ermittlung der Nuklidfreisetzung aus schwachaktivem Bitumen/$NaNO_3$-Produkten beim Brand wurden Feldversuche mit unverpackten inaktiven simulierten Abfallproben im Originalmaßstab durchgeführt. Ergänzend wurden auch Laborversuche mit entsprechenden kleinen Proben und aktiven plutonium- und americiumdotierten Proben vorgenommen. Die simulierten inaktiven Proben waren mit Europium (als Tracersubstanz für Plutonium) und Natrium (für aktive Cäsiumisotope) dotiert.

In den Laborversuchen konnte die Aktinidenfreisetzung aus den Proben direkt gemessen werden. Bei den Feldversuchen wurde ein Teil der freigesetzten Aerosole abgesaugt und auf Quarzfaserfiltern gesammelt. Nach den Brandversuchen wurden die Gesamtmasseverluste der Proben sowie die Verluste an Plutonium bzw. Americium, Europium und Natrium bestimmt. Die Bestimmung der abgeschiedenen Europium- und Natriummengen in Abhängigkeit von der Branddauer ergab Hinweise auf die Dynamik der Nuklidfreisetzung bei einem Brand.

Für den Beispielfall eines 30minütigen Schadensfeuers von 800 °C liegen bisher folgende Ergebnisse vor:

- die mittlere integrale Plutonium- und Americiumfreisetzung in den Laborversuchen mit unverpackten Produkten mit einem $NaNO_3$-Gehalt von 36 % lagen jeweils unter 15 % bei Massenverlusten von im Mittel 80 %.
- In den Feldversuchen ergaben sich im Mittel Na-Freisetzungen von 32 % und Eu-Freisetzungen von 8 % des Ausgangsinventars, die mittleren Gesamtmasseverluste lagen bei 74 %.
- Aus dem zeitlichen Verlauf der Na/Eu-Abscheidung auf den Filtern und aufgrund des Temperaturverlaufs läßt sich bei den Feldversuchen eine Induktionsperiode von ca. 15 bis 20 min zwischen Brandbeginn und erster Na/Eu-Freisetzung ableiten. Nach ca. 50 bis 60 min wird das Maximum der differentiellen Freisetzungsrate erreicht (Fig. 5.1.2-1 und -2).

Diese Freisetzungsraten wurden an Produkten in 175 l-Einsatztrommeln ermittelt, die in dieser Form nicht für eine Zwischen- oder Endlagerung in Frage kommen. Der überwiegende Teil der in den Forschungszentren hergestellten radioaktiven Bitumenprodukte wird in Betonbehälter (VBA) verpackt (Wandstärke ca. 20 cm). Entsprechende Untersuchungen mit VBA zeigten, daß nach einem 45minütigen Feuer die Betonabschirmung intakt bleibt (Kluger et al. 1980). Die Temperatur der Bitumenprodukte erhöhte sich dabei mit großer zeitlicher Verzögerung (ca. 4 bis 5 Stunden) nur bis auf etwa 70 bis 80 °C, zu einem Bitumenbrand kam es nicht. Dies ist auf die hohe Wärmekapazität des Behälters und auf die geringe Wärmeleitfähigkeit (ca. 1,5 $W\ m^{-1}\ K^{-1}$) des Betons zurückzuführen.

Durch diese Versuche wurde der wirksame Schutz der verpackten Bitumenprodukte durch die Betonabschirmung bei Einwirkung eines externen Feuers aufgezeigt. Eine Nuklidfreisetzung kann für diesen Fall ausgeschlossen werden.

Vergleichende Labor-Abbrandversuche mit unverpackten bitumenfixierten Ionenaustauscherprodukten haben gezeigt, daß die ermittelte Freisetzung aus Bitumen/$NaNO_3$-Produkten Maximalwerte darstellen (IAEA 1981). Diese Experimente zeigen auch, daß bei 700 °C weniger als 1 % des Aktivitätsinventars freigesetzt wird. Berücksichtigt man, daß bituminierte Ionenaustauscher in VBA verpackt werden, kann für diese Abfallprodukte im Falle eines Schadensfeuers (30 min Feuer, 800 °C) eine Aktivitätsfreisetzung ausgeschlossen werden.

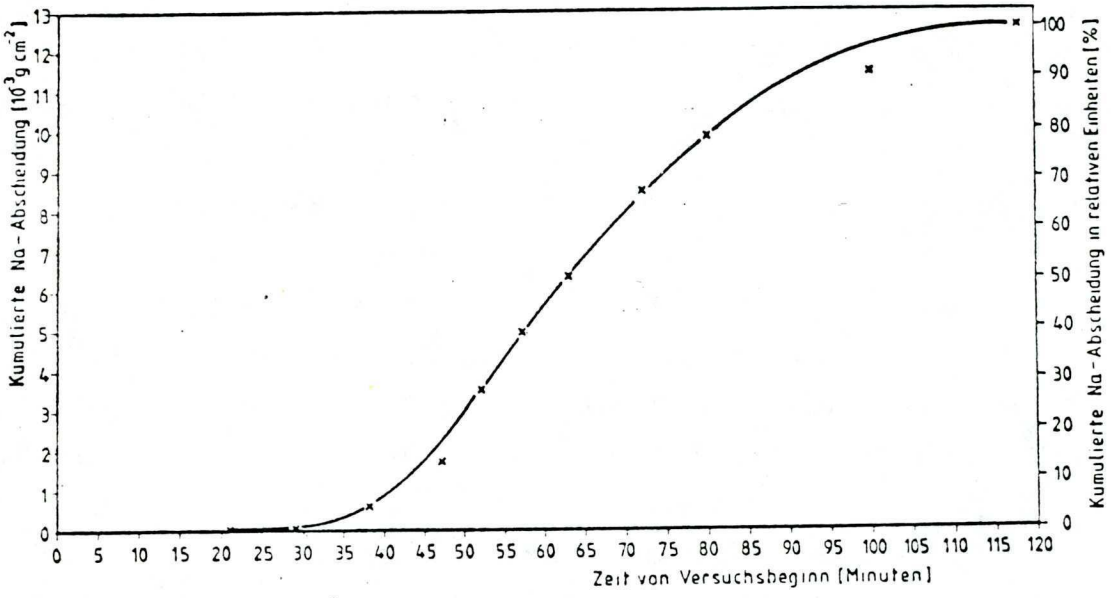


Fig. 5.1.2-1: Zeitlicher Verlauf der kumulierten Na-Freisetzung beim Abbrand von Bitumen/$NaNO_3$-Produkten (Abscheidung auf Filtern).

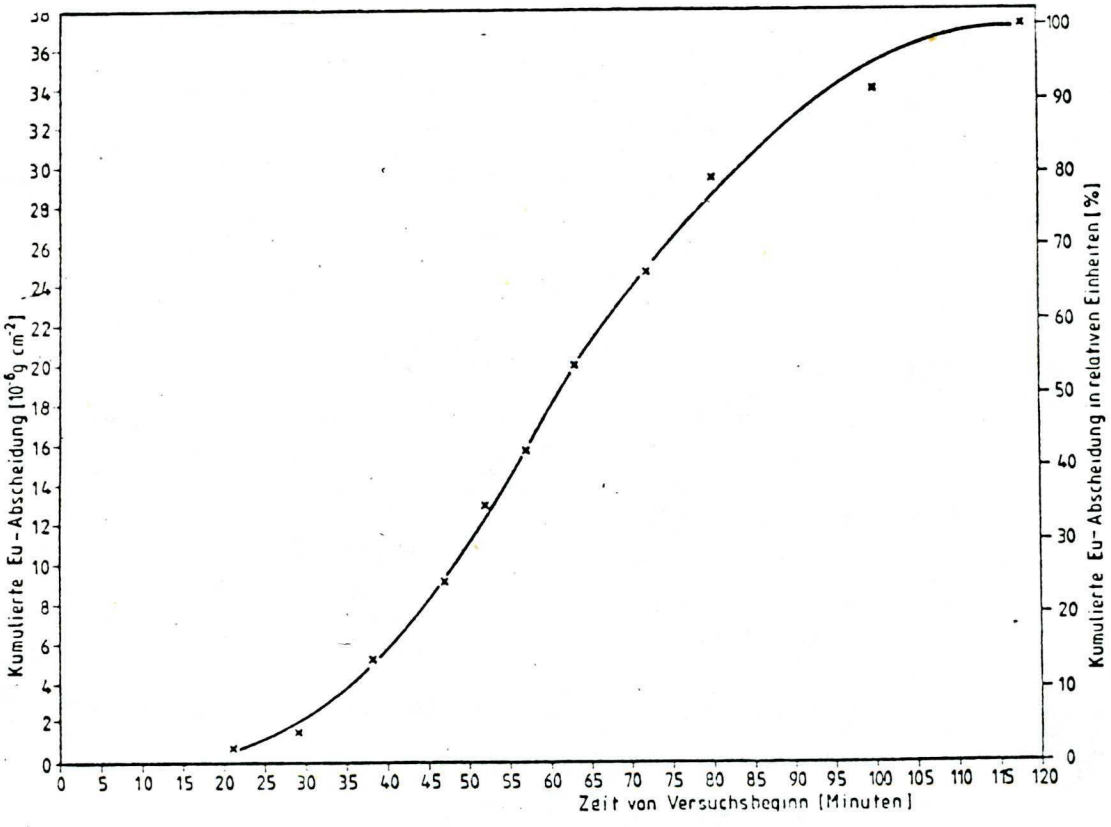


Fig. 5.1.2-2: Zeitlicher Verlauf der kumulierten Eu-Freisetzung beim Abbrand von Bitumen/$NaNO_3$-Produkten (Abscheidung auf Filtern).

Werden Zementprodukte einem externen Feuer ausgesetzt, setzt eine temperatur- und zeitabhängige Wasserfreisetzung aus den Produkten ein. Für Sicherheitsbetrachtungen zum Störfall Brand ist deshalb zu prüfen, ob dadurch eine Nuklidfreisetzung in Form radioaktiver Aerosole oder von Dämpfen hervorgerufen wird.

Zementstein enthält neben nicht gebundenem Porenwasser noch chemisch und physikalisch gebundenes Wasser. Da die Bindungsübergänge nicht genau festzulegen sind, spricht man vereinfachend von verdampfbarem und nicht verdampfbarem Wasser. Bei einem W/Z-Wert von 0,4 (entsprechend 28,6 Gew.-% H_2O bezogen auf Zementstein) beträgt der Anteil des verdampfbaren Wassers nach vollständiger Hydratation des Produkts ca. 30 bis 40 % vom Gesamtwasseranteil. Mit zunehmendem W/Z-Wert erhöht sich der Anteil des verdampfbaren Wassers entsprechend. Das physikalisch und chemisch gebundene Wasser wird im Temperaturbereich zwischen 105 °C und 800 °C weitgehend kontinuierlich abgespalten (Fig. 5.1.2-3). Untersuchungen mit simulierten inaktiven Zementabfallprodukten ergaben vergleichbare Kurvenverläufe.

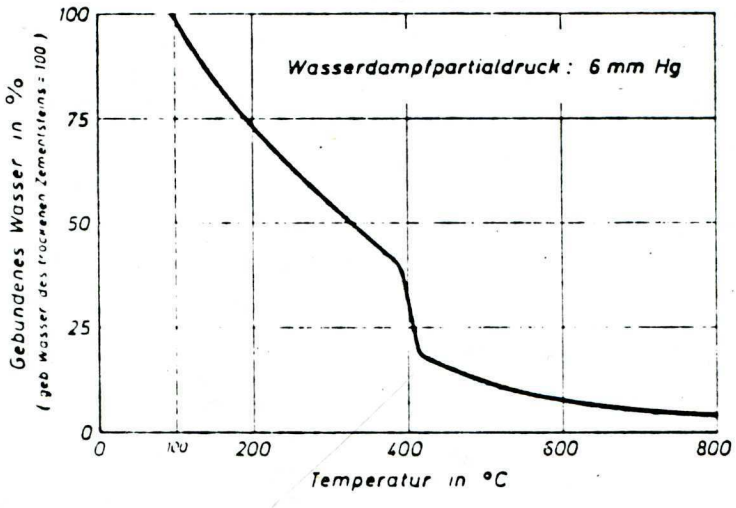


Fig. 5.1.2-3: Freisetzung von Wasser aus Zementstein in Abhängigkeit von der Temperatur.

Bei einer thermischen Belastung von Zementprodukten stellt sich im Behälter der der jeweiligen Temperatur entsprechende Wasserdampfpartialdruck ein, der bei einem längeren Feuer theoretisch sehr hohe Werte erreichen kann (z. B. 160 bar bei 350 °C). In der Praxis jedoch werden die Kunststoffdichtungen der Rollreifenfässer thermisch so weit geschädigt, daß schon relativ geringe Überdrucke (2 bis 3 bar) zur Undichtigkeit führen und einen weiteren Druckaufbau verhindern.

Für eine Abschätzung der möglichen Wasserverluste wird konservativ eine bei einem Schadensfeuer erreichbare mittlere Temperatur der Zementprodukte von 400 °C zugrunde gelegt. Thermogravimetrische Laboruntersuchungen mit inaktiven simulierten Zementproduktproben mit 10 Gew.-% $NaNO_3$ ergaben, daß der maximal freisetzbare Wasseranteil bei dieser Temperatur ca. 70 bis 75 % des Gesamtwassergehaltes beträgt. Da die spezifische Wasserfreisetzung bei Zementprodukten in Originalgröße aufgrund der Probengeometrie geringer ist, kann dieser Wert als pessimistisch betrachtet werden.

Aus den Dekontaminationsfaktoren 10^3 bis 10^5, die bei der Konzentrierung wäßriger Abfälle durch Verdampfung erreichbar sind, kann geschlossen werden, daß bei einer Erhitzung der Abfallprodukte in einem Schadensfeuer die Freisetzung nicht wasserdampfflüchtiger Radionuklide sehr gering ist und daß im wesentlichen nur die H_2O- (und damit eine eventuelle HTO-) Freisetzung in merklichem Umfang zu berücksichtigen ist. Mit den genannten Daten zur Wasserfreisetzung können die HTO-Freisetzungen aus zementierten Abfällen abgeschätzt werden.

5.1.2.2 Fahrzeugbrand unter Tage

Der Transport der Gebinde zum ersten geplanten Einlagerungsfeld, dem Feldesteil 2 zwischen der 4. und 5. Sohle, führt über die 4. Sohle (vgl. Fig. C 3.4-1). Der kürzeste Abwetterweg nach über Tage ergibt sich am Anfang der Rampe zur 5. Sohle. Es wird daher unterstellt, daß sich der Störfall hier ereignet. Als hauptsächliche Brandlasten des Transportfahrzeuges werden berücksichtigt:

ca. 300 l Dieselkraftstoff
ca. 230 l Hydrauliköl
4 Reifen der Abmessung 18.00.

Es wird angenommen, daß die genannte Brandlast vollständig abbrennt. Hinweise über den Verlauf eines Brandes findet man z. B. bei M. J. Roitman (1974) oder E. Knublauch (1970). Bei mäßigem Luftüberschuß, der für Brände unter Tage unterstellt werden kann, wird die Abbrandgeschwindigkeit vorwiegend vom brennenden Stoff selbst bestimmt. Im Vergleich zu Diesel- und Hydrauliköl werden die vier großen Reifen langsam abbrennen. Für die Dauer des Intensivbrandes können zwei

Stunden angenommen werden.

Das Transportfahrzeug habe vier Paletten mit je sechs Fässern zu 200 l Inhalt geladen. Diese Ladung befindet sich vom Motorteil des Fahrzeuges aus gesehen abwetterseitig. Da die Fässer dicht gepackt sind, werden einige Fässer dem Brand stark ausgesetzt sein, andere Fässer nur weniger. Im Sinne einer Mittelung wird angenommen, daß 12 Fässer für zwei Stunden einer Oberflächentemperatur von 750 °C aufweisen.

Konservativ werden bei dem Störfall auch mechanische Einwirkungen auf die Fässer unterstellt. Es wird angenommen, daß die 12 Fässer undicht werden, außerdem würde die Hitze die Polymerdichtungen der Faßdeckel ohnehin beschädigen. Der Luftzutritt zur Abfallmasse reiche jedoch nicht aus, daß organisches Material im Abfall ausbrennen kann. Es würde lediglich von der Oberfläche der Abfallmasse her fortschreitend thermisch zersetzt (Pyrolyse).

Die 12 Fässer auf dem Transportfahrzeug sollen alle dem gleichen Gebindetyp angehören. Betrachtet werden Fässer mit folgenden angenommenen Daten:

Typ:	200 l-Faß
Konditionierungsart:	Verpressung
Gesamtaktivität:	
α-Strahler:	0,15 GBq (4 mCi)
β/γ-Strahler:	5,6 GBq (0,15 Ci)

Für ein Einzelfaß wird das Nuklidinventar aus Tab. 5.1.2-1 angenommen:

Radionuklid	Aktivitätsinventar m Ci	GBq
H-3	10	0,37
C-14	10	0,37
Co-57	33	1,2
Co-60	33	1,2
Cs-137	66	2,4
Ra-226	10^{-3}	$3,7 \cdot 10^{-5}$
Am-241	1	0,037
Np/Pu-239	2	0,074

Tab. 5.1.2-1: Angenommenes Nuklidinventar eines Abfallbehälters für Störfallanalyse Fahrzeugbrand.

Bei den betrachteten Abfallgebinden handelt es sich um einen Typ, bei dem die Abfälle durch Verpressen fixiert und nicht in ein Bindemittel eingebunden wurden und der für diesen Störfall eine vergleichsweise hohe Freisetzung radioaktiver Stoffe erwarten läßt.

Die thermisch induzierte Aktivitätsfreisetzung aus den Abfallgebinden wird mit einem einfachen Modell berechnet, das einerseits die Flüchtigkeit jener chemischer Verbindungen oder Aerosole, an die das betrachtete radioaktive Nuklid gebunden ist, und andererseits einen Transportmechanismus für die hinreichend flüchtig gewordenen Stoffe berücksichtigt. Die wesentlichen Transportmedien sind Wasserdampf und Pyrolysegase, die aus der erhitzten Abfallmasse ausströmen können. Für die verschiedenen radioaktiven Stoffe ist hinreichende Flüchtigkeit oberhalb einer bestimmten Temperaturschwelle gegeben. In gleicher Weise bildet sich eine hinreichende Wasserdampf- bzw. Pyrolysegasströmung oberhalb bestimmter Temperaturschwellen aus, hierfür wurden 120 °C bzw. 250 °C gewählt.

Entsprechend Tab. 5.1.2-1 sind die Nuklide H-3, C-14 und eine Reihe von Metallnukliden zu betrachten. Hinsichtlich der Freisetzung wurde konservativ angenommen, daß Tritium als tritiiertes Wasser und Radiokohlenstoff in organisch gebundener Form vorliegen. Für die Flüchtigkeit von Tritium und Radiokohlenstoff gelten dann die gleichen Temperaturschwellen wie für die Wasserdampf- bzw. die Pyrolysegasströmung. Weiterhin wurde angenommen, daß aus pyrolysierendem organischem Material die Hälfte des darin enthaltenen Radiokohlenstoffs flüchtig werden kann. Es wurde unterstellt, daß die im Abfall enthaltenen Metallnuklide als Oxide, Hydroxide oder Salze vorliegen. Da kein für eine Freisetzung relevanter Bruchteil der Abfallmasse auf Temperaturen gelangt, bei denen diese Verbindungen merklich flüchtig werden, können Metallnuklide nur als Aerosole ausgetragen werden. Es wurde angenommen, daß 1 % der in der pyrolysierenden Abfallmasse enthaltenen Metallnuklide aerosolförmig freisetzbar sind.

Zur Anwendung des beschriebenen Modells muß die Wärmeleitung im Abfall abgeschätzt werden. Dazu wurde angenommen, daß die Abfallmasse im wesentlichen aus organischem Material besteht und annähernd homogen ist. Die Dichte des Abfalls betrage 800 kg/m³ und die Wärmeleitfähigkeit 0,09 W/mK.

Auf das Ausgangsinventar bezogen ergeben sich folgende freigesetzte Anteile:

H-3:	35 %
C-14:	15 %
Metallnuklide:	0,3 %

Aus den 12 Fässern des ausgewählten Gebindetyps werden somit freigesetzt:

Nuklid	GBq	Ci
H-3	1,55	$4{,}2 \cdot 10^{-2}$
C-14	0,67	$1{,}8 \cdot 10^{-2}$
Co-57	0,044	$1{,}2 \cdot 10^{-3}$
Co-60	0,044	$1{,}2 \cdot 10^{-3}$
Cs-137	0,089	$2{,}4 \cdot 10^{-3}$
Ra-226	$1{,}33 \cdot 10^{-6}$	$3{,}6 \cdot 10^{-8}$
Np/Pu-239	$2{,}67 \cdot 10^{-3}$	$7{,}2 \cdot 10^{-5}$
Am 241	$1{,}33 \cdot 10^{-3}$	$3{,}6 \cdot 10^{-5}$

Diese Aktivität wird in einem Wetterstrom von 3600 m³/min abgegeben. Auf dem Abwetterweg wird für H-3 und C-14 keine Rückhaltung angenommen (Austrag als HTO bzw. CO_2). Für metallnuklidhaltige Aerosole wird eine Rückhaltung um den Faktor 5 angenommen.

Versuche in der Grube Konrad mit durch Sprengung gebildetem Gesteinsstaub ergaben bei normaler Wettergeschwindigkeit auf einer Teststrecke von 440 m einen Halbwertsweg für die Staubabscheidung von etwa 370 m (vgl. Kap. 4.2.2-1).

Messungen über eine dem Abwetterweg bis über Tage vergleichbare Länge (rund 1600 m) liegen nicht vor. Auf dieser Basis und unter der Annahme, daß sich Brandaerosole geringer abscheiden als Gesteinsstaub, erscheint obige Abschätzung konservativ. Die radiologische Auswirkung des Störfalles wird in Kap. 5.1.2.4 beschrieben.

5.1.2.3 Förderkorbabsturz

Der mit Abfallgebinden beladene Großraumkorb kann im Schacht Konrad 1 theoretisch 1232 m abstürzen. Es wird angenommen, daß der Korb, geführt durch die Spurlatten, erst in dieser Teufe aufschlägt. Der Förderkorb sei mit vier 200 l-VBA beladen.

Durch den Aufschlag des Korbes im Schachtsumpf und - nach Zerstörung des Korbes - durch den Aufprall der Gebinde mit zusammen rund 10 t Masse werden die Betonabschirmungen und Faßhüllen weitgehend zerstört. Die Aktivität kann in Form kontaminierten Staubs freigesetzt werden. Für diesen Störfall werden Abfallbehälter, deren Art und Nuklidinventar im Hinblick auf Staubentwicklung und Aktivitätskonzentration einen ungünstigen Fall darstellen, betrachtet:

Typ:	VBA mit 200 l-Innenbehälter
Konditionierungsart:	Zementverfestigung
Gesamtaktivität pro Gebinde:	
α-Strahler:	$6{,}7 \cdot 10^{5}$ Bq (18 µCi)
β/γ-Strahler:	$5{,}9 \cdot 10^{10}$ Bq (1,6 Ci)

Das angenommene Nuklidinventar zeigt Tab. 5.1.2-2.

Radionuklid	Aktivitätsinventar m Ci	Bq
H-3	10	$3{,}7 \times 10^{8}$
Mn-54	15	$5{,}6 \times 10^{8}$
Co-60	470	$1{,}7 \times 10^{10}$
Sr-90	9,2	$3{,}4 \times 10^{8}$
J-129	$9{,}1 \times 10^{-4}$	$3{,}4 \times 10^{4}$
Cs-134	180	$6{,}7 \times 10^{9}$
Cs-137	910	$3{,}4 \times 10^{10}$
Pu-238	$5{,}9 \times 10^{-3}$	$2{,}2 \times 10^{5}$
Pu-239	$7{,}3 \times 10^{-4}$	$2{,}7 \times 10^{4}$
Pu-240	$1{,}1 \times 10^{-3}$	$4{,}1 \times 10^{4}$
Am-241	$2{,}2 \times 10^{-4}$	$8{,}1 \times 10^{3}$
Cm-242	$3{,}9 \times 10^{-3}$	$1{,}4 \times 10^{5}$
Cm-244	$6{,}2 \times 10^{-3}$	$2{,}3 \times 10^{5}$

Tab. 5.1.2-2: Angenommenes Nuklidinventar einer 200 l-VBA für die Störfallanalyse Förderkorbabsturz.

Nach dem Absturz des Förderkorbes kann die Aktivität in Form kontaminierten, flugfähigen Staubes freigesetzt werden, als flugfähig werden üblicherweise Stäube mit einem aerodynamischen Äquivalenzdurchmesser $\leq$ 10 µm angesehen (Andersen 1964).

Grundsätzlich muß man unterscheiden zwischen der Staubbildung bei der Zertrümmerung der Abfallmasse und der Freisetzung von flugfähigem Staub. Versuche zur Staubbildung aus verglastem und zementiertem Abfall zeigen den maßgebenden Einfluß der Aufprallgeschwindigkeit bzw. Aufprallenergie (Smith et al. 1977; Wallace et al. 1976). Bei einem Spurlatten-geführten Förderkorbabsturz ist eine Endgeschwindigkeit um 200 km/h zu erwarten. Aus der zementierten Abfallmasse könnte ein Bruchteil in der Größenordnung von 1 % an flugfähigem Staub entstehen. Von dem gebildeten Staub wird jedoch nur ein Bruchteil freigesetzt. Darauf deutet z. B. die geringe Staubmenge im Abwetter bei Schießarbeiten unter Tage hin, bei denen der Anfall des Staubes an der gelösten Gesteinsmasse in der Größenordnung von 10^{-6} liegt (vgl. Kap. 4.2.4.2).

Als Freisetzung von staubgebundener Aktivität am Füllort der 5. Sohle wird ein Bruchteil von 10^{-4} des Inventars der vier abgestürzten Fässer angenommen. Dieser Wert wird als hinreichend konservativ betrachtet. Die so freigesetzte Aktivität wird in einen Wetterstrom von 3000 m³/min abgegeben. Die Durchgangszeit der Staubwolke durch die Grube bis zum Austritt an Schacht 2 beträgt ca. 20 min.

Der Wetterweg vom Füllort der 5. Sohle bis über Tage ist mit etwa 3500 m ungefähr doppelt so lang wie jener beim Fahrzeugbrand. Das vermutlich höhere spezifische Gewicht von Staubteilchen gegenüber Brandaerosolteilchen läßt eine stärkere Teilchenabscheidung auf dem Wetterweg erwarten. Messungen über so lange Wetterwege sind allerdings nicht verfügbar. Aus den Staubmessungen über kürzere Strecken (vgl. Kap. 4-2.2) läßt sich eine Rückhaltung um 90 % abschätzen, d. h. 10 % des beim Förderkorbabsturz freigesetzten Staubes werden vom Wetterstrom in die Umgebung transportiert.

5.1.2.4 Radiologische Bewertung der Störfälle

Die Berechnung der radiologischen Belastung, die aus den Störfällen der Kapitel 5.1.2.2 und 5.1.2.3 resultiert, richtet sich weitgehend nach den Richtlinien des BMI zu § 45 StrlSchV (BMI 1979). Betrachtet wird die radiologische Auswirkung der Störfälle am ausziehenden Wetterschacht auf dem Betriebsgelände der Hüttenwerke und auf dem nächstgelegenen öffentlichen Gelände.

Die Abwetter der Grube Konrad treten an einem 9 m hohen Diffusor aus, etwa 5 % ziehen durch die Schachthalle.

Konservativ wird unterstellt, daß sich eine Person im unverdünnten Abwetterstrom ohne besondere Schutzmaßnahmen (z. B. Atemschutz) im Falle des Fahrzeugbrandes eine Stunde und im Falle des Förderkorbabsturzes entsprechend der Ereignisdauer 10 Minuten im Abwetterstrom der Grube aufhält. An der betrachteten Person zieht somit der größte Teil des kontaminierten Abwetterstromes vorbei. Die maßgebenden Expositionspfade sind die Inhalation und die Bodenstrahlung. Der Gesamtabwetterstrom beträgt etwa 100 m^3/s. Die Atemrate wurde mit $3{,}3 \cdot 10^{-4}$ m^3/s angesetzt (IRCP 1975). Aus diesen Annahmen ergibt sich folgende Strahlenbelastung durch Inhalation am Schacht 2 über Tage (in mSv):

Knochen	Leber	Schilddrüse	Lunge	Ganzkörper
		Fahrzeugbrand unter Tage		
5	0,8	0,17	0,17	0,17
		Förderkorbabsturz		
$1{,}7 \cdot 10^{-4}$	$5{,}8 \cdot 10^{-5}$	$3{,}3 \cdot 10^{-5}$	$5 \cdot 10^{-4}$	$3{,}3 \cdot 10^{-5}$

(1 mSv = 100 mrem)

Zur Berechnung der Bodenstrahlung durch Kontamination infolge des Störfalles werden der Fallout- und der Washout-Faktor benötigt. Für Aerosole wurde als Fallout-Geschwindigkeit ein Wert von $1 \cdot 10^{-3}$ m/s und als Washout-Konstante $1{,}3 \cdot 10^{-5}$ m/s angenommen. Es wurde unterstellt, daß sich die betrachtete Person 1/10 des Jahres auf dem maximal kontamiernierten Geländestück aufhält.

Aus diesen Annahmen ergeben sich folgende Dosiswerte durch Bodenstrahlung:

Fahrzeugbrand unter Tage:	20 µSv/a (2 mrem/a)
Förderkorbabsturz	0,5 µSv/a (50 µrem/a)

Das nächstgelegene öffentliche Gelände ist etwa 300 m in nordwestlicher Richtung vom Austritt des Schachtes Konrad 2 entfernt. Die maßgebenden Expostionspfade sind ebenfalls Inhalation und Bodenstrahlung. Die Berechnung erfolgte nach dem Ausbreitungsmodell für Kurzzeitemissionen gemäß den BMI-Richtlinien (BMI 1979).

In Tab. 5.1.2-3 sind die verwendeten Ausbreitungskoeffizienten und Windgeschwindigkeiten angegeben. Berücksichtigt wurde eine Verwirbelung durch das Schachtanlagengebäude entsprechend einer Stirnfläche von 150 m².

Emissionshöhe 50 m

Diffusions-kategorien	A	B	C	D	E	F
PY	1,503	0,876	0,659	0,640	0,801	1,294
QY	0,833	0,823	0,807	0,784	0,754	0,718
PZ	0,151	0,127	0,165	0,215	0,264	0,241
QZ	1,219	1,108	0,996	0,885	0,774	0,662

Windgeschwindigkeiten (Bezugshöhe z_o = 10 m)

Diffusions-kategorien	A	B	C	D	E	F
$u(z_o)$ m/s	1,0	1,5	2,0	2,0	1,5	1,0

Tab. 5.1.2-3: Parameter zur Ausbreitungsrechnung: Ausbreitungskoeffizienten für 50 m Emissionshöhe und zugehörige Windgeschwindigkeiten (KFA 1980).

Der Kurzzeitausbreitungsfaktor zur Berechnung der bodennahen Konzentration wurde unter den genannten Voraussetzungen zu $3 \cdot 10^{-4}$ sm^{-3} errechnet.

Als Inhalationsdosiswerte ergeben sich (Angaben in µSv):

Knochen	Leber	Schilddrüse	Lunge	Ganzkörper
		Fahrzeugbrand unter Tage		
300	50	8	10	8
		Förderkorbabsturz		
$9 \cdot 10^{-3}$	$4 \cdot 10^{-3}$	$2 \cdot 10^{-3}$	$3 \cdot 10^{-2}$	$2 \cdot 10^{-3}$

(1 µSv = 0,1 mrem)

Für die Bodenstrahlung ergeben sich folgende Jahresdosen:

Fahrzeugbrand unter Tage	0,9 µSv/a (90 µrem/a)
Förderkorbabsturz	0,03 µSv/a (3 µrem/a)

5.2 Sicherheitsbetrachtungen für die Nachbetriebsphase des Endlagers

Während der Einlagerungszeit und der Nachbetriebsphase des Endlagers verhindert ein wirksames Mehrbarrierensystem die Ausbreitung der Radionuklide und eine unzulässige Freisetzung in die Biosphäre. Tabelle 5.2-1 zeigt qualitativ die Wirkung von Abfallprodukt, künstlichen Barrieren und natürlicher geologischer Barriere für Radionuklide unterschiedlicher Beweglichkeit, hier nach den in Kapitel 4.2.1 angegebenen Freisetzungsklassen unterteilt. Durch geeignete Auslegung bzw. Auswahl der einzelnen Systembarrieren wird eine Sicherheitsredundanz geschaffen, so daß auch bei verminderter Wirkung einzelner Barrieren noch ausreichender Schutz der Biosphäre gewährleistet ist.

Allgemein gilt, daß mit abnehmender Beweglichkeit der Abfallnuklide die Anzahl und Wirksamkeit der gebindeinternen Barrieren zunimmt. Während der vergleichsweise kurzen Einlagerungsperiode wird die Nuklidausbreitung primär durch die gebindeinternen Barrieren (d. h. Rückhaltefähigkeit der Abfälle selber, z. B. Ionenaustauscherharze; chemische und mechanische Bindung durch Fixiermittel; Behälter) gewährleistet. In der Nachbetriebsphase entfällt der Wetterstrom als Ausbreitungsmedium, und zusätzlich eingebrachte technische Barrieren (Versatzstoffe, Kammerverschluß, Schachtverfüllung) behindern und verzögern bzw. verhindern die Radionuklidausbreitung in dem künstlich erstellten Hohlraumsystem. Eine direkte Ausbreitung aus den Lagerkammern zur Oberfläche wird in der Nachbetiebsphase durch das undurchlässige Deckgebirge hoher Mächtigkeit ausgeschlossen (vgl. Teil B Kap. 4). Die Schachtverfüllung erfüllt daneben auch eine Schutzfunktion für den Einlagerbereich, indem sie ein Eindringen von Wasser aus den oberflächennahen Grundwasserleitern verhindert.

Die Wirkung dieser einzelnen Barrieren dieses Systems ist in den entsprechenden Teilen dieses Berichtes beschrieben. Im Hinblick auf einen Kontakt der Abfallbehälter mit der natürlichen Gebirgsfeuchte, der im Rahmen von Langzeitbetrachtungen nicht ausgeschlossen werden kann, kommt der Korrosionsbeständigkeit der Abfallbehälter und dem Korrosionsverhalten der verfestigten Abfälle eine gewisse Bedeutung zu.

		Gebindeinterne Barrieren			techn. externe Barrieren[2]		natürl. geol. Barrierensystem[3]
Nuklid-[1] Freis. Kl.	Benennung	Abfallspezifisch	Konditionierung	Behälter	Kammerversatz Kammerabschluß	Schachtverfüllung	petrographische Barriere strukturelle Barriere
1,3	Gasförmige und organisch gebundene Nuklide	Rohabfall (Metallische H-3-Bindung)	Gebindematrix	Faß VBA teilweise	Hemmung der diffusiven Gasausbreitung	mechanischer Verschluß Wasserabschluß Radionuklidrückhaltung	Wasser- und Gasabschluß Radionuklidrückhaltung
2	Wasseranhängige Nuklide	—	chemische und physikal. Bindung im Zement	Faß VBA begrenzt wirksam	Gasausbreitungshemmung Aerosolniederschlag Wasserrückhaltung Radionuklidrückhaltung		
4	Halogene	Sorptionsmaterial im Rohabfall (Ionenaustauscher	Gebindematrix	Faß VBA	Gasausbreitungshemmung Aerosolniederschlag		
5	Feststoffe	Feststoffcharakter Transport nur über Tage	Gebindematrix	Faß VBA Gußstahlbehälter			

Tab. 5.2-1: System wirksamer Endlagerbarrieren für Radionuklidausbreitung, qualitativ

1) Definition der Freisetzungsklassen in Teil D, Kap. 4.2.1, Tab. 4.2.1-1
2) Ausführlich dargestellt in Teil C, Kap. 3.5
3) Ausführlich dargestellt in Teil B, Kap. 4

5.2.1 Wirkung gebindeinterner Barrieren für die Radionuklidrückhaltung

Die Wirkung der gebindeinternen Barrieren - Behälter und fixierte Abfälle - sind mitbestimmend für den Quellterm für Nuklidausbreitungen. In der Parameter-Modellrechnung in Kap. 5.2.2 wurde die Barrierewirkung der Behälter im Sinne einer konservativen Abschätzung allerdings nicht berücksichtigt. Mit der Berechnung der Nuklidausbreitung in einem Schacht/Strecken-System erübrigt sich wegen der äußerst begrenzten Ausbreitungsmöglichkeiten im geologischen System (vgl. Teil B, Kap. 4) eine entsprechende Berechnung für das Deckgebirge.

5.2.1.1 Auslaugverhalten von zementierten und bituminierten Abfallprodukten

Die Auslaugversuche wurden an verfestigten Abfällen mit Zement- und Bitumenmatrix durchgeführt. Für die Ionenaustauscherkugelharze aus Kernkraftwerksabfällen wurde zusätzlich noch die Fixierung in einer Kunststoffmatrix (Polystyrol/Divinylbenzol-Produkt) berücksichtigt. Als auslaugendes Medium wurde eine Salzlösung mit der in Tab. 5.2-2 angegebenen Zusammensetzung verwendet. Die Zusammensetzung entspricht in etwa den in Tab. B 3.4-2 angegebenen Meßwerten für Tiefenwasserproben, die in der Grube genommen wurden. In dieser Zusammensetzung sind Elemente mit Konzentrationen unter 100 mg/l nicht berücksichtigt, da sie ohne Einfluß auf die Auslaugbeständigkeit der Produkte sind. Der pH-Wert dieses Tiefenwassers beträgt ca. 7,0 (25 °C), die Dichte 1,15 g/cm³ (25 °C).

Bei einem Gesamtsalzgehalt von ca. 210 g/l und einem NaCl-Gehalt von ca. 165 g/l entspricht dieses simulierte Formationswasser unter Vernachlässigung der restlichen Bestandteile etwa einer 15 Gew.-%igen NaCl-Lösung und stellt somit eine ungesättigte NaCl-Lösung dar. Aus allen bisher vorliegenden Ergebnissen zur Auslaugbeständigkeit von Zement- und Bitumenprodukten unter unterschiedlichen Bedingen ist bekannt, daß der Sättigungsgrad der Auslauglösungen einen wesentlichen Einfluß auf die Auslaugbeständigkeit der Produkte ausübt (Kluger, 1980; Rudolph et al., 1979). Dabei werden mit destilliertem Wasser in allen Fällen die relativ größten Auslaugraten beobachtet. Für alle Abfallprodukte, für die bisher keine Auslaugdaten mit dem angegebenen Tiefenwasser vorliegen, können aus diesem Grunde die mit destilliertem Wasser ermittelten Werte verwendet werden.

Die Auslaugversuche wurden bei Temperaturen von 25 und auch 50 °C und bei 1 bzw. 140 bar mit verfestigten Verdampferkonzentraten aus Kernkraftwerken mit simulierten inaktiven Abfallproben durchgeführt. Der untersuchte Temperatur- und Druckbereich deckt die im Endlager möglichen Lagerbedingungen ab.

Die bisher vorliegenden Daten zur Auslaugbeständigkeit von Zement- und Bitumenprodukten sind in den Tabellen 5.2-3 und 5.2-4 zusammengestellt. Darin wurde die mittlere Auslaugrate R_L nach folgender Beziehung berechnet:

$$R_L = \frac{A_t/A_o}{O/V \cdot t} \quad (cm/d)$$

A_t = freigesetzte Aktivität zur Zeit t
A_o = ursprünglich in der Probe enthaltene Aktivität
O/V = Oberflächen/Volumen-Verhältnis in der Probe
t = Untersuchungszeitraum

Die Untersuchungen zeigen, daß die Auslaugbeständigkeit der Zementprodukte weitgehend unabhängig von ihrer Zusammensetzung ist.

Bei den bituminierten Abfällen werden für Na_2SO_4-haltige Produkte und für Produkte mit hohem Tensidgehalt höhere Auslaugraten ermittelt als für die restlichen Produkte (Hild et al., 1975). Die höheren Radionuklid-Freisetzungen sind bei den Na_2SO_4-haltigen Produkten auf die Wasseraufnahme des Na_2SO_4 durch Hydratbildung zurückzuführen. Produkte mit hohem Tensidgehalt enthalten eine Vielzahl unterschiedlicher Detergentien, was sich negativ auf die Auslaugbeständigkeit auswirkt.

Erhöhter Druck zeigt sowohl bei Zement- als auch bei Bitumenprodukten keine negativen Auswirkungen auf die Auslaugbeständigkeit. Für alle betrachteten Abfallprodukte gilt, daß die Produkte keine Zusätze zur selektiven Radionuklidrückhaltung enthalten und vor der Fixierung keinem zusätzlichen Verfahrensschritt unterworfen wurden.

Für Sicherheitsbetrachtungen ist außerdem anzumerken, daß die Ergebnisse für ungeschützte Proben gelten. Die Schutzwirkung der Verpackung (200 l-Rollreifenfaß, VBA) ist hierbei nicht berücksichtigt. Vor allem bei VBA ist die Auslaugbestän-

digkeit des Gebindes (Produkt und Verpackung) wesentlich höher als bei Fässern. Hinzu kommt, daß der Hauptanteil der hier zu betrachtenden Radionuklide vergleichsweise geringe Halbwertszeiten aufweisen (Co-60, 5,25 Jahre; Cs-137, 30,1 Jahre), so daß sich das Aktivitätsinventar des Endlagers in Zeiträumen von 50 bis 100 Jahren signifikant erniedrigt.

5.2.1.2 Barrierewirkung der Behälter im Hinblick auf langzeitliche Sicherheitsbetrachtungen

Die Barrierewirkung der Abfallbehälter (Faß, VBA oder Gußstahlbehälter) verhindert während der Zwischenlagerung der Abfälle bis zur Einlagerung in einem Endlagerbergwerk die Freisetzung von Radionukliden. Weiterhin wird durch die Verpackung der Abfälle die Integrität der Abfallgebinde während der Zwischenlagerung, der Handhabung und des Transportes zum Endlager gewährleistet.

Während der Lagerzeit im Endlager wird der potentielle Freisetzungsgrad von Radionukliden beim Störfall über die flüssige Phase durch die Qualität des Abfallgebindes (Produkt und Verpackung) mitbestimmt. Es ist daher sinnvoll, die Barrierewirkung der Verpackungen zu quantifizieren. Hierbei wird der Korrosionsschutz dieser Behälter durch die Innen- bzw. Außenbeschichtung und durch den Behälterwerkstoff (Stahlblech, Gußwerkstoff, Beton) selbst gewährleistet.

Für eine Abschätzung des langzeitlichen Korrosionsverhaltens konnte auf die Ergebnisse eines Experiments zurückgegriffen werden, bei dem im Salzbergwerk Asse Endlagerbehälter über einen Zeitraum von 13 Jahren Salzlauge ausgesetzt wurden.

Untersucht wurden 200 l-Rollreifenfässer mit einem geschraubten Winkelringdeckel, die seit 1966 für die Verpackung von schwachaktiven Abfällen verwendet wurden und prinzipiell den für Konrad vorgesehenen Abfallfässern entsprechen. Der Faßmantel (Blechdicke 1,5 m) war längsnahtgeschweißt. Als Werkstoffe wurden einfache Baustähle (DIN-Werkstoff Nr. 1.0330, 1.0033, 1.0036) verwendet. Die Innen- und Außenbeschichtung der Fässer war eine zweischichtig aufgetragene Zwei-Komponenten Epoxidharzlackierung mit einer Gesamtschichtdicke von ca. 100 µm (Dünnschichtsystem). Verdeckte Flächen unter den Rollreifen waren nicht lackiert.

Kationen und Anionen	Konzentration (g/l)
Na^+	64,5
Ca^{2+}	13,5
Mg^{2+}	2,4
Cl^-	130,0
SO_4^{2-}	0,7
	211,1

Tab. 5.2-2: Zusammensetzung des salinaren Auslaugmediums für Auslaugversuche.

verfestigtes Abfallprodukt	Abfallbeladung [Gew.-%]	Auslaugmedium	Temperatur [°C]	Druck [bar]	$\bar{R}_L$ (100 Tage) [cm d^{-1}]
Verdampferkonzentrat $NaNO_3$-haltig, (PZ 35 F)	10	dest. H_2O	25	1	Cs $2,5 \cdot 10^{-3}$ Sr $2,8 \cdot 10^{-4}$ Pu $1 \cdot 10^{-7}$
DWR-Verdamperkonzentrat					
borathaltig (Fertigmörtel KW3)	7,5	Tiefenwasser	50	1; 140	Cs $3,5 \cdot 10^{-3}$
tensidhaltig (PZ 35 F)	4,7	Tiefenwasser	50	1; 140	Cs $4,2 \cdot 10^{-3}$
SWR-Verdampferkonzentrat					
Na_2SO_4-haltig (PZ 35 F)	7,5	Tiefenwasser	50	1; 140	Cs $3,5 \cdot 10^{-3}$
Mischbettionenaustauscher (HOZ 35 L - NW/HS)					
Pulverharze	6,6	dest. H_2O	25	1	Cs-137 $3,6 \cdot 10^{-3}$
Kugelharze	15,6	dest. H_2O	25	1	Cs-137 $2,3 \cdot 10^{-3}$

Tab. 5.2-3: Nuklidspezifische mittlere Auslaugraten($\bar{R}_L$) für Zementprodukte unterschiedlicher Zusammensetzung.

Verdampferkonzentrat $NaNO_3$-haltig	40 - 50	dest. H_2O	25	1	Cs $8 \cdot 10^{-5}$
DWR-Verdampferkonzentrat					
borathaltig	40 - 50	Tiefenwasser	50	1; 140	Cs $4,0 \cdot 10^{-3}$
tensidhaltig	20 - 30	Tiefenwasser	50	1; 140	Cs $1,6 \cdot 10^{-3}$
tensidhaltig	50	dest. H_2O	25	1	$1,5 \cdot 10^{-2}$
SWR-Verdampferkonzentrat					
Na_2SO_4-haltig	40 - 50	Tiefenwasser	50	1; 140	Cs $2,0 \cdot 10^{-2}$
Ionenaustauscher +)	40 - 50	dest. H_2O	25	1	Li $2,9 \cdot 10^{-5}$ H_3BO_3 $7,8 \cdot 10^{-4}$

+) Die Auslaugraten für kunststoffixierte Ionenaustauscherharze sind vergleichbar mit den Werten für bitumenfixierte Ionenaustauscher

Tab. 5.2-4: Nuklidspezifische mittlere Auslaugraten ($\bar{R}_L$ für Bitumenprodukte unterschiedlicher Zusammensetzung.

Die Abfallfässer wurden im Salzbergwerk Asse in einer Salzlauge mit der folgenden Zusammensetzung gelagert (Angaben in g/l):

Ca^{2+}	: 0,013	Cl^-	: 295
Mg^{2+}	: 109	SO_4^{2-}	: 42,3
Na^+	: 3,5	F^-	: 0,07
K^+	: 3,5		

Der pH-Wert der Lösung betrug 5,5 und der Sauerstoffgehalt bei 25 °C 0,015 mg/l bei einem Sauerstoff-Sättigungswert von 2,1 mg/l bei 25 °C. Die mittlere Lagerungstemperatur betrug ca. 32 °C entsprechend der Temperatur auf der 775 m-Sohle der Schachtanlage Asse.

Vor der Lagerung der Blechfässer wurden sie den bei der Handhabung üblichen mechanischen Belastungen ausgesetzt, wodurch die Faßbeschichtung an mehreren Stellen beschädigt wurde (Kratzer, Lackabschabungen). Da die Fässer kein Abfallprodukt enthielten, beschreiben die Versuchsergebnisse nur das Verhalten bezüglich der Außenkorrosion.

Für die Untersuchung der Fässer im Hinblick auf Korrosion wurden die bekannten werkstoffkundlichen Methoden angewendet.

Als wichtigstes Ergebnis dieser Untersuchungen ist festzuhalten:

- An den Stellen, wo der Lack vor der Auslagerung nicht beschädigt wurde, konnte weder an der Beschichtung noch am Grundwerkstoff ein Korrosionsangriff festgestellt werden (kein Eindringen von Chloriden in den Lack).

- An den Stellen, wo der Lack handhabungsbedingt vor der Lagerung bis auf das Blechmaterial beschädigt wurde, zeigte sich ein Korrosionsangriff im Grundwerkstoff (Unterrostung).

- Die größten Korrosionsangriffstiefen im Faßwerkstoff wurden in den Bereichen Rollreifen/Behältermaterial festgestellt. Diese verdeckten Stellen sind bei der Faßherstellung nicht lackiert worden, wodurch der in diesen Bereichen auftretende Spalt die Mulden- bzw. Lochfraßkorrosion begünstigt hat. Hier wurden maximale Angriffstiefen nach 13 Jahren von ca. 30 % der Blechdicke gemessen.

Überträgt man diese Ergebnisse auf die nach einem unterstellten Wasser- bzw. Laugenzufluß anzunehmenden Verhältnisse, so folgt unter der Annahme einer gleichbleibend linearen Zunahme der Angriffstiefe, daß erste Durchrostungen an einigen Stellen am Faßmantel nach ca. 40 Jahren auftreten würden. Dieses Ergebnis zeigt, daß die verwendete organische Beschichtung (sie ist ein Vorläufer des sogenannten "Dünnschichtsystems", s. u.) einen guten Schutz gegen die Außenkorrosion der Fässer bei der Endlagerung in Konrad darstellt. Dies setzt voraus, daß die Behälter durch äußere Druckbelastungen nicht zerstört werden, was durch eine praktisch vollständige Befüllung der Fässer erreicht werden kann.

Zur Bewertung der Untersuchungsergebnisse wurde in Fig. 5.2.1-1 unter Zugrundelegung repräsentativer Nuklidgemische der zeitliche Verlauf der spezifischen Aktivität in den für eine Einlagerung in Konrad zu betrachtenden zementierten LAW-Abfallprodukten (1 Jahr alt) aufgetragen. Es ist zu erkennen, daß nach 40 Jahren, dem Zeitpunkt des Auftretens erster lochfraßartiger Durchrostungen, die Aktivität der Abfälle um einen Faktor 5 - 7 (je nach Abfallart) abgeklungen sein wird. Über diesen Zeitraum hinaus wird das Abfallfaß jedoch noch für längere Zeit zusätzlich zum Abfallprodukt einen Beitrag zur Verringerung der auslaugbaren Oberfläche leisten.

Im Falle der VBA kann aufgrund der Schutzwirkung der allseitigen Betonummantelung davon ausgegangen werden, daß erst nach mehr als 100 Jahren nach einem Kontakt von Wasser oder Lauge mit dem Abfallbehälter dessen Barrierewirkung nachläßt.

Metallische Einlagerungsbehälter (Kasten und Faß) werden mit einem schützenden Überzug versehen. Diese Beschichtung verbessert deren Korrosionsbeständigkeit und hat damit eine Erhöhung der Nuklidrückhalteeigenschaften sowohl bei der Zwischenlagerung beim Abfallerzeuger und den Landessammelstellen als auch im Endlager zur Folge.

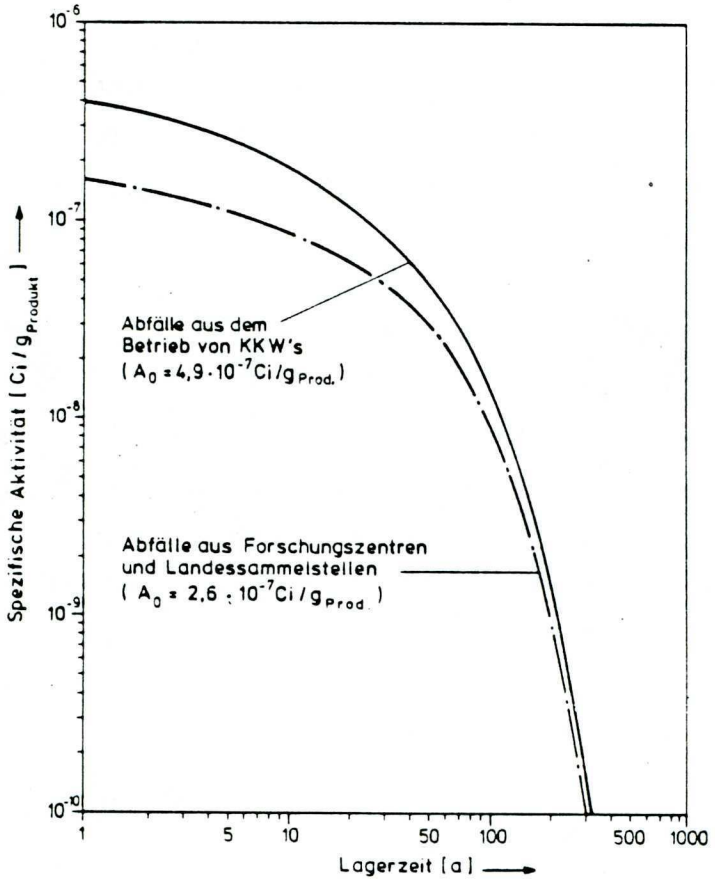


Fig. 5.2.1-1: Zeitabhängigkeit der spez. Aktivität in zementierten Abfällen aus Forschungszentren und Landessammelstellen bzw. aus dem Betrieb von Kernkraftwerken (1 Ci = 37 GBq).

Nach dem heutigen Stand der Konditionierungstechnik werden die Metallbehälter außen mit einem System aus organischem Material (Epoxidharz) schichtweise überzogen. Entsprechend ihrer Stärke werden diese als Dünnschichtsysteme (mit ca. 150 µm Schichtdicke) oder Dickschichtsysteme (mit ca. 500 µm Schichtdicke) bezeichnet.

An Behältern mit verschiedenen Beschichtungssystemen (Dünn- und Dickschicht) wurden umfangreiche Eignungsuntersuchungen durchgeführt. Dazu wurden die Behälter etwa vier Wochen in verschiedenen Medien gelagert und anschließend technologischen Prüfungen unterzogen. Die Vorgabe der Prüf- und Lagermedien erfolgte im Hinblick auf mögliche Verhältnisse im Endlager und bei der Zwischenlagerung:

- Auslagerung im Normalklima (NK)
- " " Schwitzwasserkonstantklima nach DIN 50017
- " " Umluftofen bei 80 °C

- Auslagerung in Zementmörtelschlamm mit und ohne Natriumnitrat
- " " Salzsprühklima nach DIN 50021
- " " simuliertem salinaren Tiefenwasser (nur Dünnschicht)
- " " quinärer Salzlösung (")
- " " Steinsalzlösung (")

Die Zusammensetzung der flüssigen Prüfmedien ist in Tab. 5.2.1-2 wiedergegeben.

Bestandteile	Steinsalzlösung	Quinäre Lauge	salinares Tiefenwasser
$MgCl_2$	-	26,8	1,8
$MgSO_4$	-	1,4	-
NaCl	26	1,4	14,3
Na_2SO_4	-	-	0,1
$CaCl_2$	-	-	3,3
KCl	-	4,7	-
H_2O	74	65,7	80,5
Bodenkörper	-	1,7 g NaCl pro 100 g Lösung	Konrad-Erz

Tab. 5.2.1-2: Zusammensetzung der flüssigen Prüfmedien für Beschichtungssysteme von Abfallbehältern.

Die technologischen Prüfungen umfaßten:

- die Beurteilung des Aussehens
- die Messung der Schichtdicke
- den Dornbiegeversuch nach DIN 53152
- den Kugelstrahlversuch nach DIN 53154
- die Hochspannungsprüfung
- die Prüfung der Unterrostung

In den Tabellen 5.2.1-3 und 5.2.1-4 sind die Ergebnisse der Eignungsuntersuchungen für das jeweils beste Dünnschicht- und Dickschichtsystem dargestellt.

Beanspruchungen	Prüfungen					
	Aussehen	Schichtdicke [µm]	Dornbiege-versuch DIN 53152 50 mm Dorn	Kugelstrahl-versuch +) DIN 53154	Hochspannungs-prüfung 5000 Volt	Unterrostung [mm]
Normalklima (NK)	Glänzende, glatte gelbe (RAL 1004) Oberfläche	ca. 150	keine Risse	≥ A 10 000	keine Durch-schläge	—
Schwitzwasser-konstantklima DIN 50017 28 Tage	wie NK	ca. 150	starke Rißbil-dung	≥ A 10 000	keine Durch-schläge	0,5 Punktweise flächig unterrostet
Salzsprüh-klima 55 DIN 50021 28 Tage	Leichter Glanz-verlust, sonst wie NK	ca. 150	leichte Rißbil-dung	≥ A 10 000	keine Durch-schläge	3
Quinäre Lauge 60°C 28 Tage	wie NK	ca. 150	leichte Rißbil-dung	≥ A 10 000	keine Durch-schläge	0,5
Steinsalz-lösung 60°C 28 Tage	wie NK	ca. 140	leichte Rißbil-dung	≥ A 10 000	keine Durch-schläge	1,5
salinares Wasser 50°C	wie NK	ca. 150	leichte Rißbil-dung	≥ A 10 000	keine Durch-schläge	0,5
Ofenalterung 80°C 28 Tage	Leichter Glanz-verlust, sonst wie NK	ca. 140	leichte Rißbil-dung	≥ A 10 000	keine Durch-schläge	0
Zementmörtel-schlämme 1 Tag 80°C 27 Tage 50°C	Mäßiger Glanzverlust, sonst wie NK	ca. 150	leichte Rißbil-dung	≥ A 10 000	keine Durch-schläge	1,5 Punktweise flächig unterroste
Zementmörtel-schlämme + Natriumnitrat 1 Tag 80°C 27 Tage 50°C	Mäßiger Glanzverlust, sonst wie NK	ca. 150	leichte Rißbil-dung	≥ A 10 000	1 Durch-schlag	9

+) ≥ 10 000 bedeutet, daß nach der Fallbeanspruchung von 10 000 Kugeln der Anstrich den Untergrund lückenlos bedeckt hat, d.h. keine Durchstandung.

Tab. 5.2.1-3: Prüfergebnisse für das beste ermittelte Dünnschicht-Epoxidharz-Beschichtungssystem für metallische Abfallbehälter.

Beanspruchungen	Prüfungen					
	Aussehen	Schichtdicke [µm]	Dornbiege-versuch DIN 53 152 50 mm Dorn	Kugelstrahl-versuch +) DIN 53154	Hochspannungs-prüfung 5000 Volt	Unterrostung [mm]
Normalklima (NK)	Halbmatte, leicht genarbte braun-beige-farbige Oberfläche	ca. 500	keine Risse	≥ A 10 000	keine Durch-Schläge	—
Schwitzwasser-konstantklima DIN 50017 28 Tage	Glanzverlust, sonst wie NK	ca. 500	keine Risse	≥ A 10 000	keine Durch-schläge	3
Ofenalterung 80°C 28 Tage	Glanzverlust sonst wie NK	ca. 480	keine Risse	≥ A 10 000	keine Durch-schläge	—
Zementmörtel-schlämme 1 Tag 80°C 27 Tage 50°C	Glanzverlust, mäßige Aufhel-lung, sonst wie NK	ca. 520	keine Risse	≥ A 10 000	keine Durch-schläge	—
Zementmörtel-schlämme + Natriumnitrat 1 Tag 80°C 27 Tage 50°C	Glanzverlust, leichte Auf-hellung	ca. 520	keine Risse	≥ A 10 000	keine Durch-schläge	1,5
Salzsprüh-klima SS DIN 50021 28 Tage	Glanzverlust, sonst wie NK	ca. 600	leichte Rißbil-dung	≥ A 10 000	keine Durch-schläge	10

+) ≥ A 10 000 bedeutet, daß nach der Fallbeanspruchung von 10 000 Kugeln der Anstrich den Untergrund lückenlos bedeckt, d.h. keine Beanstandung.

Tab. 5.2.1-4: Prüfergebnisse für das beste Dickschicht-Epoxidharz-Beschichtungssystem für metallische Abfallbehälter.

Die Prüfergebnisse für die in Normalklima gelagerten Proben sind als Vergleichsstandard für die übrigen Prüfmedien zu betrachten.

Die Ergebnisse des Dornbiegeversuchs zeigen, daß das Dickschichtsystem wesentlich bessere elastische Eigenschaften als das Dünnschichtsystem besitzt. Auch hinsichtlich der Unterrostung ist das Dickschichtsystem als das bessere anzusehen. Die Unterrostungen können bei beiden Systemen jedoch erst nach starken Beschädigungen auftreten.

Die bisher durchgeführten Kurzeittests haben gezeigt, daß hinsichtlich der Korrosion keinerlei wesentliche Unterschiede zwischen konzentrierter NaCl-Lösung und salinarem Tiefenwasser bestehen. Dadurch wird eine Übertragbarkeit der Ergebnisse von Langzeitkorrosionsuntersuchungen in konzentrierten Salzlösungen auf Konrad-

relevante salinare Tiefenwässer angedeutet.

Zusammenfassend kann festgestellt werden, daß die betrachteten organischen Beschichtungssysteme (unter der generell gültigen Einschränkung, daß bei der Verpackung und der Handhabung der Abfallfässer starke mechanische Beschädigungen der Beschichtung vermieden werden) als Korrosionsschutz für Abfallfässer gut geeignet sind.

5.2.2 Modellrechnungen zur Ausbreitung von Radionukliden im Schacht

Im Rahmen der Eignungsprüfung des stillgelegten Eisenerzbergwerks Konrad als Endlager für radioaktive Abfälle wurden Modellrechnungen zur Ausbreitung von Radionukliden vom Einlagerungsort nach über Tage durchgeführt. Die Rechnungen sollten eine Grundlage für die Abschätzung des Gefährdungspotentials durch Radionuklidwanderung in der Nachbetriebsphase geben. Ziel der Modellrechnungen war es, erste quantitative Aussagen zur Größenordnung der Wanderung einzelner Radionuklide zur Erdoberfläche zu gewinnen. Mit Hilfe vereinfachender Annahmen wurden vororientierende Parameterstudien erstellt. Damit kann die Änderung des Ausbreitungsvorgangs bei Parametervarianten bestimmt werden.

5.2.2.1 Voraussetzungen für die Modellrechnung

Die Modellrechnungen behandeln die Radionuklidmigration in einem eindimensionalen porösen System, wie es näherungsweise bei einem verfüllten vertikalen Schacht gegeben ist. Vereinfachend wurde für dieses System eine konstante hydraulische Leitfähigkeit und eine konstante Dichte des Grundwassers angesetzt. Es wurden stationäre Bedingungen vorausgesetzt, d. h. die Größe der einzelnen Transportmechanismen ändert sich während des Berechnungszeitraums nicht.

Der Zeitraum bis zum Erreichen der gewählten Strömungsgeschwindigkeiten wird nicht betrachtet. Auch wurden die Ereignisse, die zu einer vertikalen Fließbewegung führen können, nicht untersucht.

Wesentlich für die Radionuklidrückhaltung ist das Barrierensystem in den Kammern und Strecken sowie eine geeignete und weitgehend dichte, wie in Teil C, Kapitel 3.5 beschriebene Schachtverfüllung. Diese Verzögerungen sind in den Rechnungen

völlig vernachlässigt, so daß sich die Radionuklide direkt in dem gewählten System ausbreiten. Die Radionuklidfreisetzung erfolgt über eine konstante Auslaugrate ohne Berücksichtigung von Löslichkeitsgrenzen im Wasser. So wird beispielsweise das im Tiefenwasser vorhandene stabile Strontium die Auslaugung des Radionuklids Strontium-90 deutlich vermindern.

5.2.2.2 Beschreibung des Modells und der mathematischen Methode

Die Rechnungen wurden mit dem Rechenprogramm SWIFT (Simulator for Waste Injection Flow and Transport) durchgeführt. Dieser Code berechnet die Darcy-Strömung einer Einphasen-Flüssigkeit in einem porösen Medium, den Transport von Energie durch Konvektion und Wärmeleitung sowie den Transport gelöster Stoffe durch Konvektion, hydrodynamische Dispersion und Diffusion. Bei der Beschreibung der Ausbreitung gelöster Radionuklide können radioaktiver Zerfall, Sorption sowie entstehende Tochterelemente berücksichtigt werden.

Die einzelnen Vorgänge lassen sich durch einen Satz gekoppelter partieller Differentialgleichungen beschreiben, die mit vorgegebenen Anfangs- und Randbedingungen numerisch nach der Methode der finiten Differenzen gelöst werden. Der Rechencode SWIFT ist geeignet für Berechnungen in ein- bis dreidimensionalen Koordinatensystemen..

5.2.2.3 Eingabeparameter

Die Parametervariation erfolgte für die Größen, die den Transportmechnismus wesentlich bestimmen: die Darcy-Geschwindigkeit, die Dispersivität, die Diffusionskoeffizienten und die Adsorptionsverteilungskoeffizienten.

Da die Radionuklidkonzentration vom Schachtquerschnitt und dem Anfangsinventar linear abhängt, brauchten diese Größen nicht variiert zu werden. Die Schachtlänge dagegen als nicht-linearer Eingangsparameter wurde analog zur Tiefe der Einlagerungsfelder unter der Erdoberfläche mit 1200 m angenommen.

Die Berechnungen wurden eindimensional bezüglich der Schachttiefe für eine Säule aus 120 untereinanderliegenden Blöcken mit je 10 m Höhe durchgeführt. Der Querschnitt der Blöcke wurde quadratisch mit den Abmessungen 1 x 1 m angenommen (Fig. 5.2.2-1).

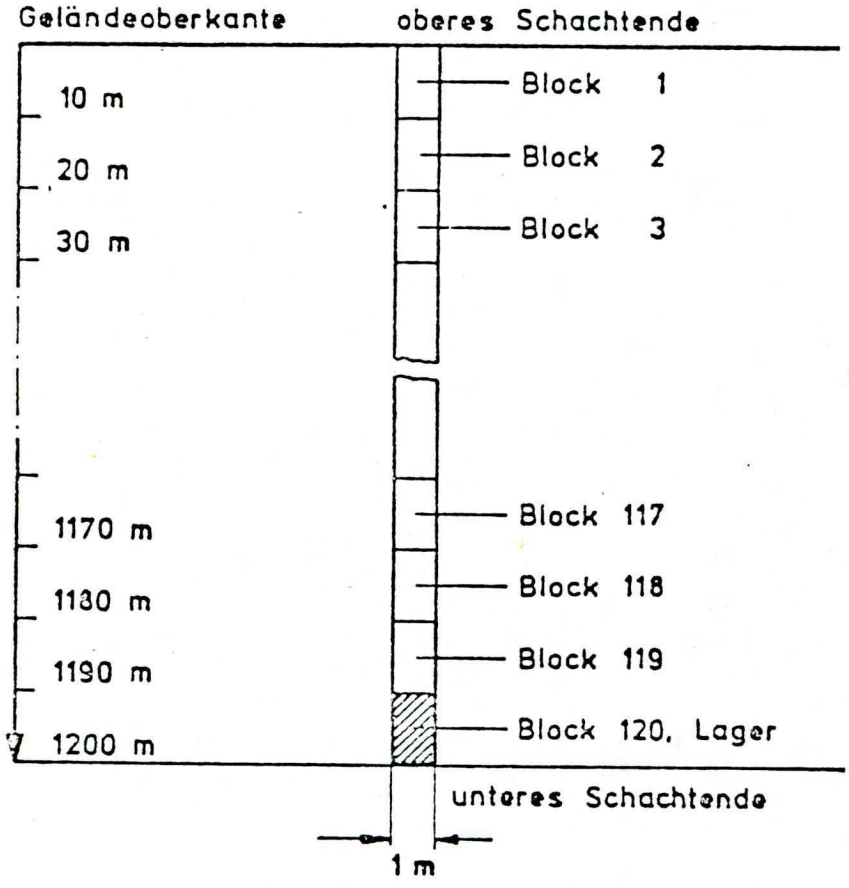


Fig. 5.2.2-1: Schachtmodell, Längsschnitt.

Für den Zeitpunkt t=0 wurde festgelegt, daß sich das Radionuklidinventar im untersten Block (Nr. 120) der betrachteten Säule befindet und in einem Zeitraum von 100 Jahren mit konstanter Geschwindigkeit vollständig ausgelaugt wird. Entsprechend den vereinfachten Annahmen wird ein homogenes Ausbreitungsmedium im Schacht angenommen, das in etwa einer permeablen Kiesschüttung mit salinarem Wasser entspricht. Den Rechnungen lagen keine Angaben darüber zugrunde, wie und in welcher Zeit die Radionuklide an das untere Schachtende gelangen. Für die Materialien und das Radionuklidinventar wurden die in Tabelle 5.2.2-1 angegebenen Daten verwendet:

a) Verfüllmaterial (Kies)	Dichte		2040 kg/m³	
	Kompressibilität		$5 \cdot 10^{-10}$ Pa^{-1}	
	Durchlässigkeit		10^{-4} m/s	
	effektive Porosität		20 %	
b) Wasser (salinares Tiefenwasser)	Dichte		1120,8 kg/m³	
	Kompressibilität		0	
c) Inventar (Größenordnung eines Einlagerungsfeldes mit 130.000 m³ Abfall)	Radionuklid	Halbwertzeit a	Gesamtaktivität TBq	Ci
	Sr-90	28,5	265	7170
	Pu-239	24390	171	4610
	Np-237	$2{,}14 \cdot 10^{6}$	0,46	12,3
	Co- 60	5,272	1560	42200
d) Auslaugzeit	100 a			

Tab. 5.2.2-1: Festgehaltene Parameter für die Ausbreitungsrechnungen.

Aus dem relevanten Nuklidspektrum wurden vier Radionuklide ausgewählt, wobei das Verhalten der Aktiniden innerhalb einer Zerfallsreihe nicht berücksichtigt wurde. Die angenommenen Aktivitäten entsprechen etwa der in einem Einlagerungsfeld mit 130.000 m³ Bruttoabfall (LAW) enthaltenen Menge der vier Nuklide. Da die Anfangsaktivität linear in die Rechnung eingeht, sind Übertragungen der Rechenergebnisse auf andere Anfangsbedingungen sehr einfach.

Die in den exemplarischen Rechnungen vorgenommene Parameterverteilung zeigt Tabelle 5.2.2-2.

Dabei bedeutet D_m den Diffusionskoeffizienten für Radionuklide im Wasser (für alle betrachteten Nuklide als gleich angenommen), u die Darcygeschwindigkeit (Quotient aus Durchflußrate und Gesamtquerschnitt des porösen Mediums), α die Dispersivität und K_d jeweils Sätze für den Adsorptionsverteilungskoeffizienten des Verfüllmaterials für die Radionuklide. Die letztgenannten Datensätze zeigt Tabelle 5.2.2-3.

Parameter	Beispiel Nr.	D_m	u	α	K_d
	-	m^2/s	m/a	m	cm^3/g
Diffusion	1.1	$0,5 \cdot 10^{-9}$	0	0	$K_{d\,1}$
	1.2	$1,5 \cdot 10^{-9}$	0	0	$K_{d\,1}$
	1.3	$5 \cdot 10^{-9}$	0	0	$K_{d\,1}$
Konvektion	2.1	$1,5 \cdot 10^{-9}$	0,01	5	$K_{d\,1}$
	2.2	$1,5 \cdot 10^{-9}$	0,1	5	$K_{d\,1}$
	2.3	$1,5 \cdot 10^{-9}$	1	5	$K_{d\,1}$
Dispersion	3.1	$1,5 \cdot 10^{-9}$	0,1	10	$K_{d\,1}$
Sorption	4.1	$1,5 \cdot 10^{-9}$	1	5	$K_{d\,2}$

Tab. 5.2.2-2: Parameterwerte der Beispielsrechnungen.

Radionuklid	$K_{d\,1}$	$K_{d\,2}$
Sr-90	0	10
Pu-239	100	1000
Np-237	5	50
Co-60	50	500

Tab. 5.2.2-3: Angenommene Adsorptionskoeffizienten des Verfüllmaterials für die Radionuklide (Angaben in cm^3/g).

Mit dem Intervall für den Diffusionskoeffizienten ($0{,}5 \cdot 10^{-9}$ bis $5 \cdot 10^{-9}$ m²/s) in Wasser ist der Wertebereich für eine große Anzahl von gelösten Stoffen gut abgedeckt. Zum Vergleich beträgt der Wert für NaCl ungefähr $1{,}5 \cdot 10^{-9}$ m²/s. Bei der Diffusion in porösen Medien ist der Diffusionsbeiwert nicht genau bekannt. Er ist jedoch geringer als bei Wasser.

Eine Aussage über die Darcy-Geschwindigkeit im Schacht ist schwierig. Mögliche Ursachen für die Konvektion sind ein Temperaturgradient oder die Konvergenz des Gebirges. Abschätzungen der Geschwindigkeiten waren für beide Vorgänge nur unter sehr unrealistischen Annahmen möglich. Deshalb wurden Darcy-Geschwindigkeiten gewählt, die etwa in der Größenordnung wie bei tiefen Grundwasserleitern liegen. Mit Hilfe des SWIFT-Programms wurden thermisch induzierte Transportvorgänge nicht berechnet.

Die Erfahrungen über feldmäßig gemittelte Dispersivitäten sind z. Z. noch sehr gering. Es ist jedoch anzunehmen, daß die Werte in einem eindimensionalen System klein sind. (Die in Säulenversuchen ermittelten Dispersivitäten liegen im Bereich von Zentimetern.) Im SWIFT-Modell ist die Dispersivität mit der Netzwerkeinteilung verknüpft. Zur Beschränkung numerischer Fehler ist es erforderlich, daß die Blocklänge kleiner oder gleich der gedoppelten Dispersivität ist. Bei einer Blocklänge von 10 m ist also eine Dispersivität von mindestens 5 m erforderlich. Durch Variation der Dispersivität kann aber zumindest deren Einfluß auf den Radionuklidtransport gezeigt werden.

Die Adsorptionsverteilungskoeffizienten K_d wurden unter Einbeziehung der durchgeführten Laborversuche an Ton- und Eisenerz gewählt (vgl. Teil B, Kapitel 2.4). Sie liegen alle im Bereich der Literaturwerte. Allerdings schwanken die in der Literatur angegebenen Zahlenwerte oft um mehrere Zehnerpotenzen.

5.2.2.4 Ergebnisse

Der Ausbreitungsvorgang wird im SWIFT-Programm durch die Radionuklidkonzentrationen in jedem Block zu vorgegebenen Zeitpunkten dargestellt. Im vorliegenden Fall sind als Inventar die Aktivitäten der vorhandenen Nuklidmengen in Ci angegeben. Dementsprechend handelt es sich bei den berechneten Konzentrationen um die spezifische

Aktivität eines Radionuklids in einem Block und bezogen auf die Wassermenge im Porenraum dieses Blocks, angegeben in Ci/kg. Die hier dargestellten Ergebnisse werden in Kapitel 5.2.2.5 zur Abschätzung auf die Verhältnisse in Konrad herangezogen und den nach der Strahlenschutzverordnung zugelassenen Aktivitätsgrenzen für Trinkwasser gegenübergestellt.

Zuerst werden die Ergebnisse zur Ausbreitung durch Konvektion dargestellt. In den Beispielen 2.1, 2.2 und 2.3 nach Tabelle 5.2.2-2 werden alle den Transportvorgang beeinflussenden Prozesse einbezogen. Jeweils verändert wurde in den Beispielen nur der Betrag der aufgeprägten Darcygeschwindigkeit.

Zur Darstellung der Ergebnisse wurde die Lage von Konzentrations-Grenzlinien im Schacht in Abhängigkeit von der Zeit aufgetragen. Daraus resultierten für jede Parameter-Variante Kurven gleicher Konzentration in Abhängigkeit von der Teufe und der Zeit. Die Teufe ist dabei durch die Blocknummer beschrieben.

Die Figuren 5.2.2-2 bis 5.2.2-5 zeigen für die drei Darcy-Geschwindigkeiten und die vier Radionuklide die Konzentrationsverläufe. Z. B. zeigt Figur 5.2.2-2 den Ausbreitungsvorgang für Strontium. In dem unteren Diagramm für die Geschwindigkeit u = 1 m/a läßt sich z. B. zum Zeitpunkt von 100 Jahren nach Beginn der Auslaugung ablesen, daß in den Blöcken 45 bis 120 Konzentrationen > 10^{-5} Ci/kg vorliegen. In den Blöcken 20 bis 45 betragen die Konzentrationen zwischen 10^{-5} und 10^{-10} Ci/kg, während sie im obersten Schachtteil bis Block 20 noch geringer sind.

Die Grundwassergeschwindigkeit beeinflußt die Ausbreitungsgeschwindigkeit wesentlich. Im Falle des relativ kurzlebigen Kobalt 60 findet bei den vorgegebenen Geschwindigkeiten keine nennenswerte Ausbreitung statt.

In den Beispielen 1.1, 1.2 und 1.3 nach Tabelle 5.2.2-2 erfolgt der Radionuklidtransport allein durch molekulare Diffusion. Stellvertretend für alle vier Nuklide sind in Figur 5.2.2-6 Konzentrationskurven für Strontium 90 dargestellt. Es zeigt sich, daß auch bei Variation der Diffusionskoeffizienten innerhalb der vorgegebenen Grenzen die Diffusionsgeschwindigkeiten klein sind. Beim Vergleich mit Figur 5.2.2-2 wird jedoch deutlich, daß der Diffusionsvorgang bei kleinen Darcy-Geschwindigkeiten im Bereich von u = 0,01 m/a vernachlässigt werden darf.

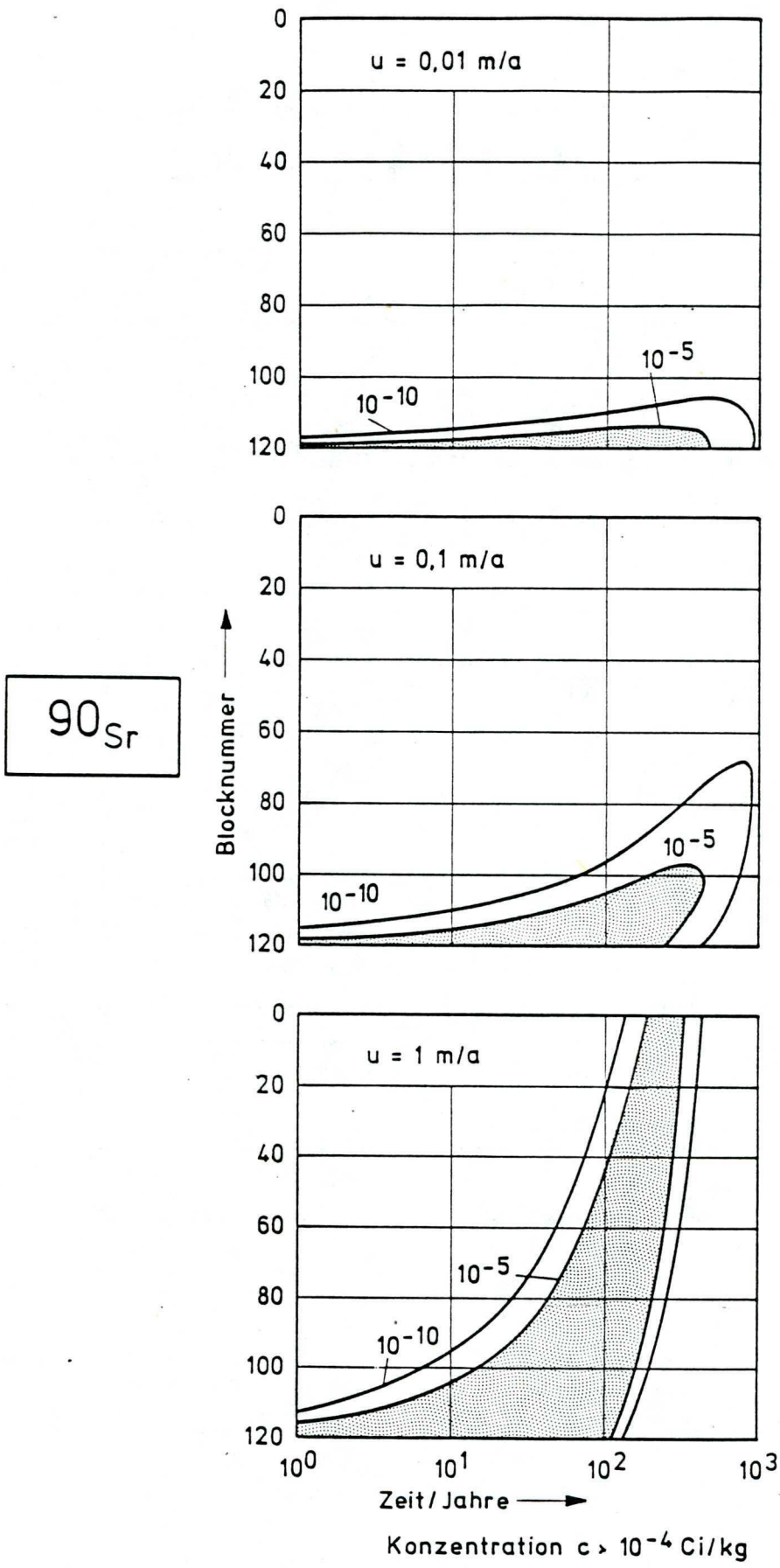
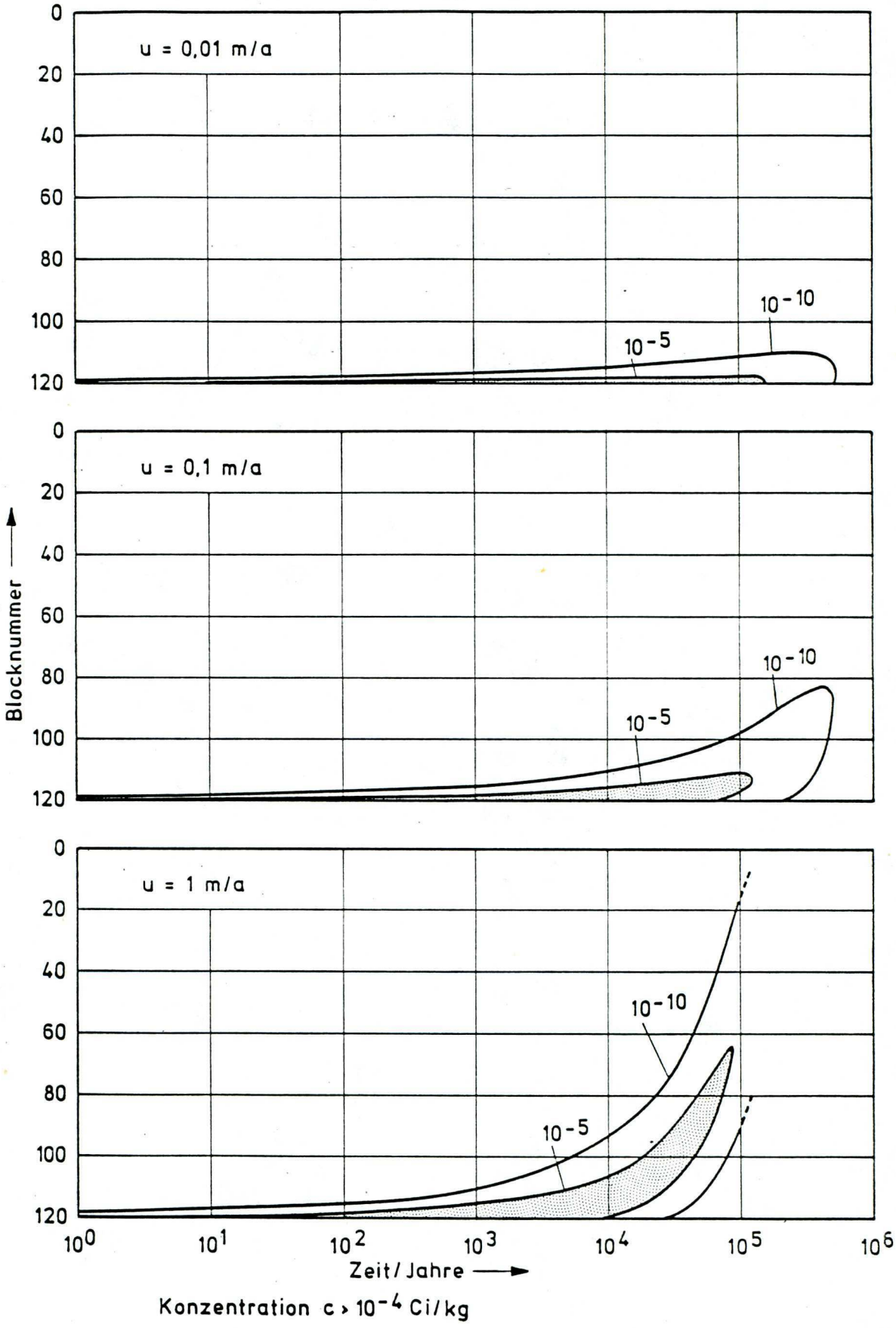
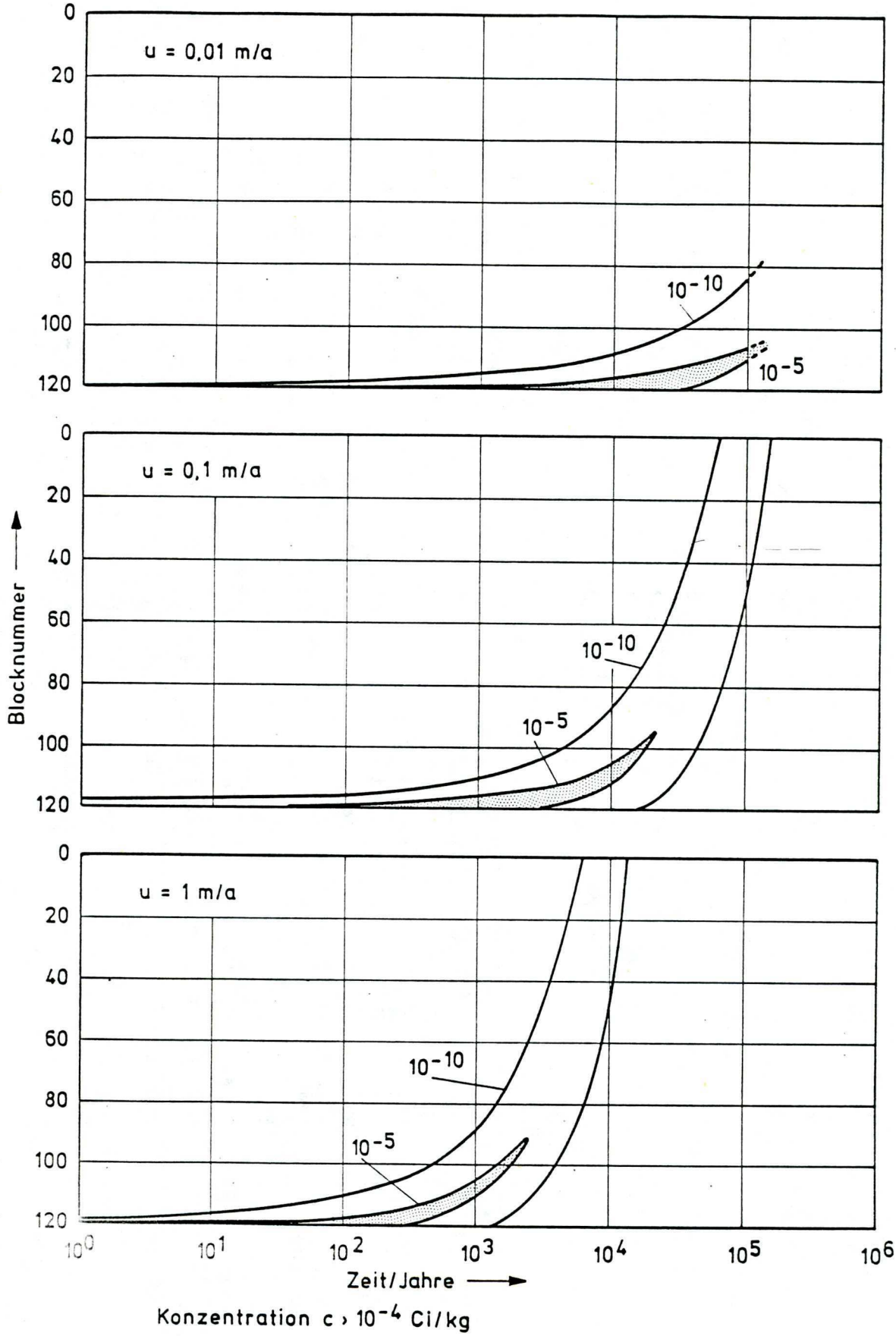


Fig. 5.2.2-2: Kurven gleicher Aktivität in Ci/kg in Abhängigkeit von der Teufe (Blocknr.) und der Zeit für verschiedene Geschwindigkeiten u.



239Pu

Fig. 5.2.2-3: Kurven gleicher Aktivität in Ci/kg in Abhängigkeit von der Teufe (Blocknr.) und der Zeit für verschiedene Geschwindigkeiten u.



237Np

Fig. 5.2.2-4: Kurven gleicher Aktivität in Ci/kg in Abhängigkeit von der Teufe (Blocknr.) und der Zeit für verschiedene Geschwindigkeiten u.

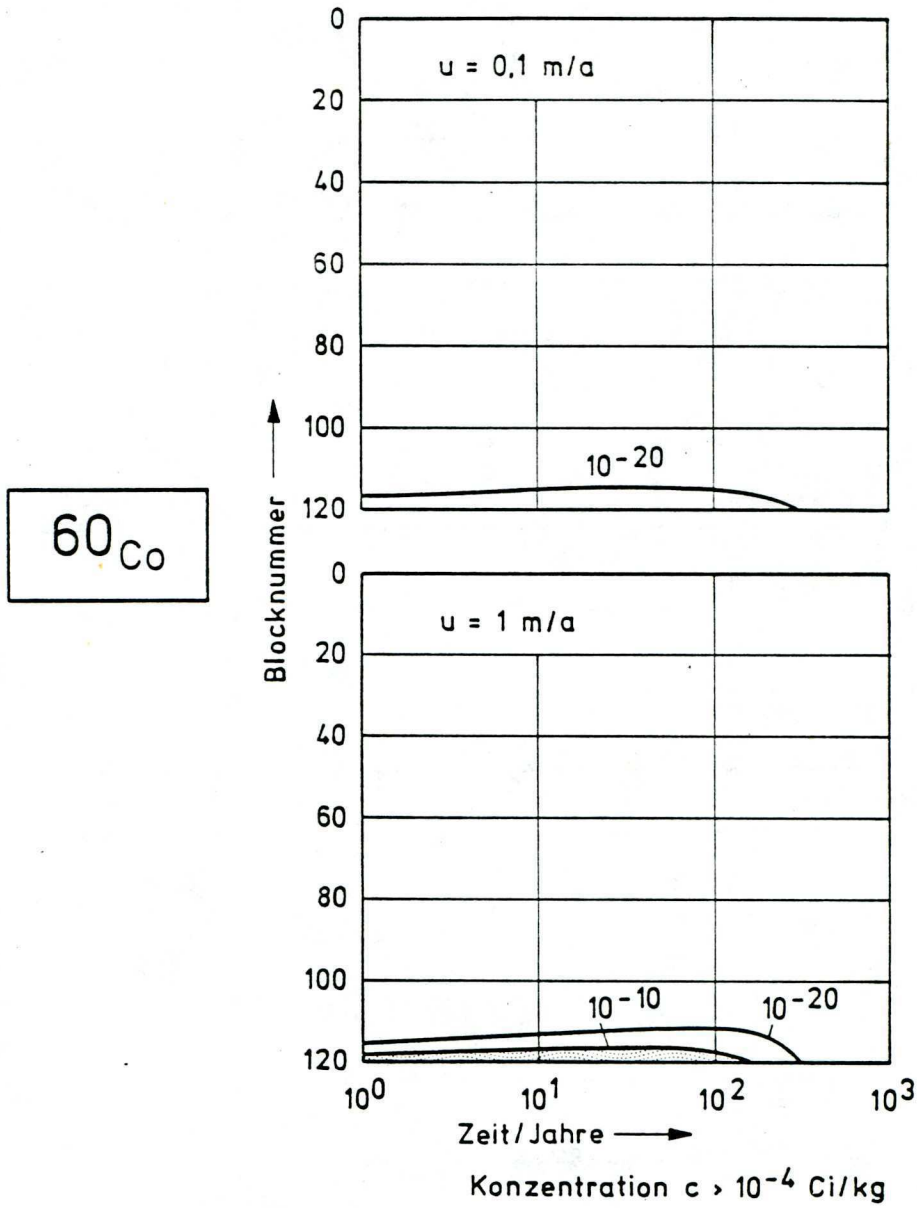


Fig. 5.2.2-5: Kurven gleicher Aktivität in Ci/kg in Abhängigkeit von der Teufe (Blocknr.) und der Zeit für verschiedene Geschwindigkeiten u.

Die Ergebnisse für die anderen Radionuklide sind ähnlich. Allerdings nimmt bei Pu-239 und Np-237 das vorhandene Aktivitätsinventar wegen der langen Halbwertzeiten nicht so schnell ab wie bei Sr und Co.

In Figur 5.2.2-7 sind für den Block 120, in dem nach Modellannahme die Aktivitätsfreisetzung stattfindet, Konzentrationen im Verlauf der Zeit aufgezeichnet. Auch hier soll ein Abtransport nur durch Diffusion erfolgen. Er ist im Block 120 noch so gering, daß in diesem Maßstab für unterschiedliche Werte für D_m die Abweichungen kleiner als die Zeichengenauigkeit sind. Der lineare Verlauf der Kurven für Pu und Np gibt die Konzentrationserhöhung bei konstanter Auslaugungsrate wieder. Bei Sr und Co zeigt sich dagegen deutlich die Aktivitätsabnahme durch radioaktiven Zerfall.

In den Diagrammen der Abbildungen 5.2.2-8 bis 5.2.2-10 ist der Einfluß der Dispersion auf die Aktivitätsverteilung für verschiedene Radionuklide dargestellt (Bsp.2.2 u.3.1 nach Tab. 5.2.2-2). Die Verdoppelung der Dispersivität wirkt sich größenordnungsmäßig wie die Änderung des Diffusionskoeffizienten aus. Ebenso wie der Diffusionskoeffizient sind die angenommenen Dispersivitäten vermutlich zu groß. Aus rechnerischen Gründen kann aber keine Vergleichsrechnung mit kleineren Dispersivitätswerten durchgeführt werden. Die Variation der Dispersivität in dieser Rechnung kann somit nur einen qualitativen Einblick in die Auswirkung dieses Parameters geben.

Der Einfluß der Sorption auf die Radionuklidausbreitung geht aus den Diagrammen Figur 5.2.2-11 bis 5.2.2-14 hervor. Es werden Rechenergebnisse für zehnmal höhere Adsorptionsverteilungskoeffizienten K_d als in den vorherigen Rechnungen (Fig. 5.2.2-2 bis 5.2.2-5) wiedergegeben. Ein Vergleich der Diagramme für Pu, Np und Co mit jeweils hohem K_d-Wert und einer Darcy-Geschwindigkeit u = 1 m/a bzw. niedrigem K_d-Wert und u = 0,1 m/a zeigt, daß sich beide Parameteränderungen etwa kompensieren, während für das Sr der Einfluß der K_d-Erhöhung deutlich überwiegt. Am Beispiel des Np läßt sich erkennen, daß eine Erhöhung des K_d-Wertes nicht genau dieselbe Auswirkung hat, wie eine entsprechende Verminderung der Darcy-Geschwindigkeit. So zeigt Figur 5.2.2-13 im Gegensatz zu Figur 5.2.2-4, daß der Wert von 10^{-5} Ci/kg nur noch in den Blöcken 119 bis 120 während einer kurzen Zeitspanne überschritten wird.

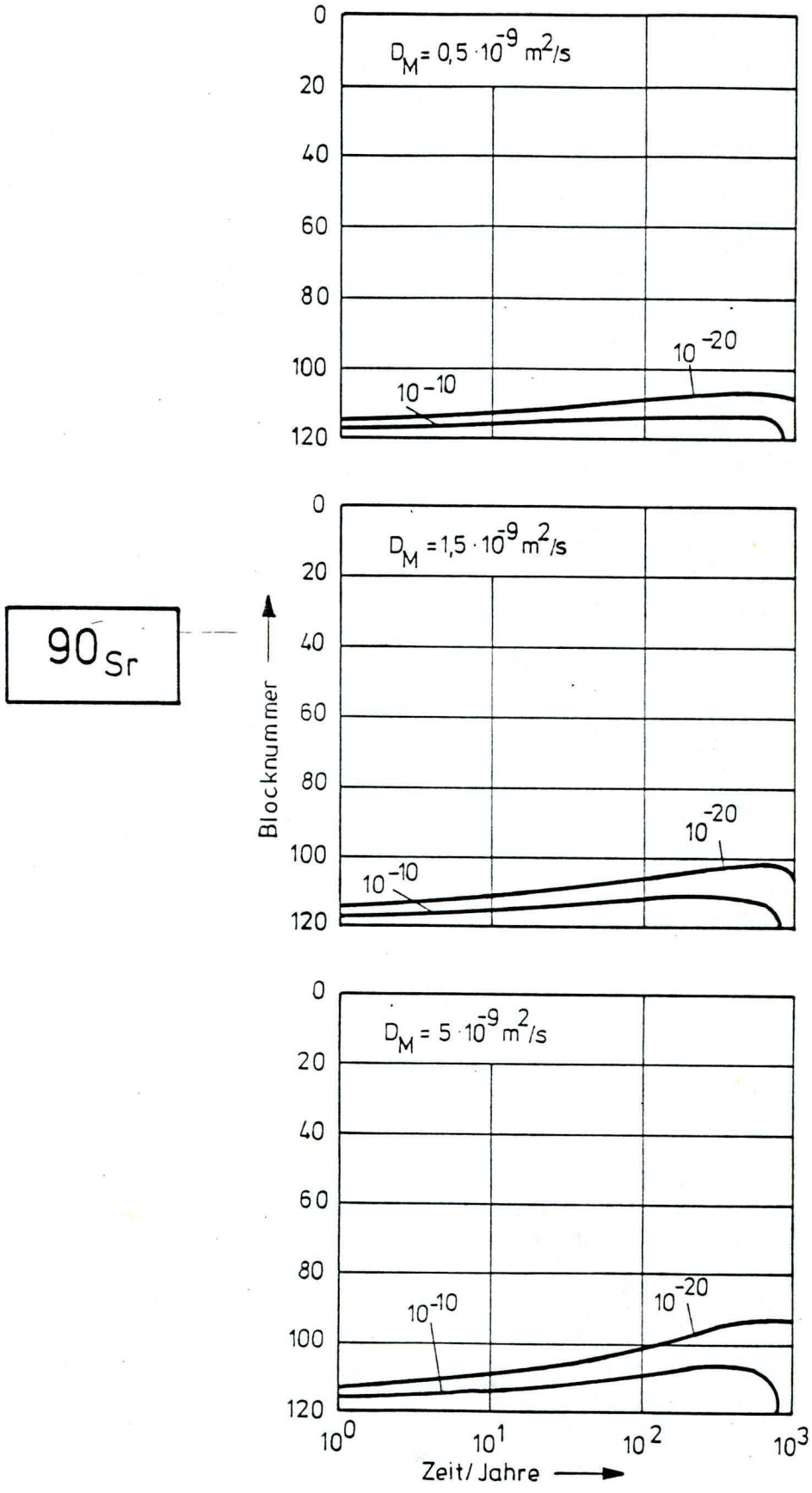


Fig. 5.2.2-6: Kurven gleicher Aktivität in Abhängigkeit von der Zeit und der Teufe (Blocknr.) für unterschiedliche Werte der molekularen Diffusivität D_m.

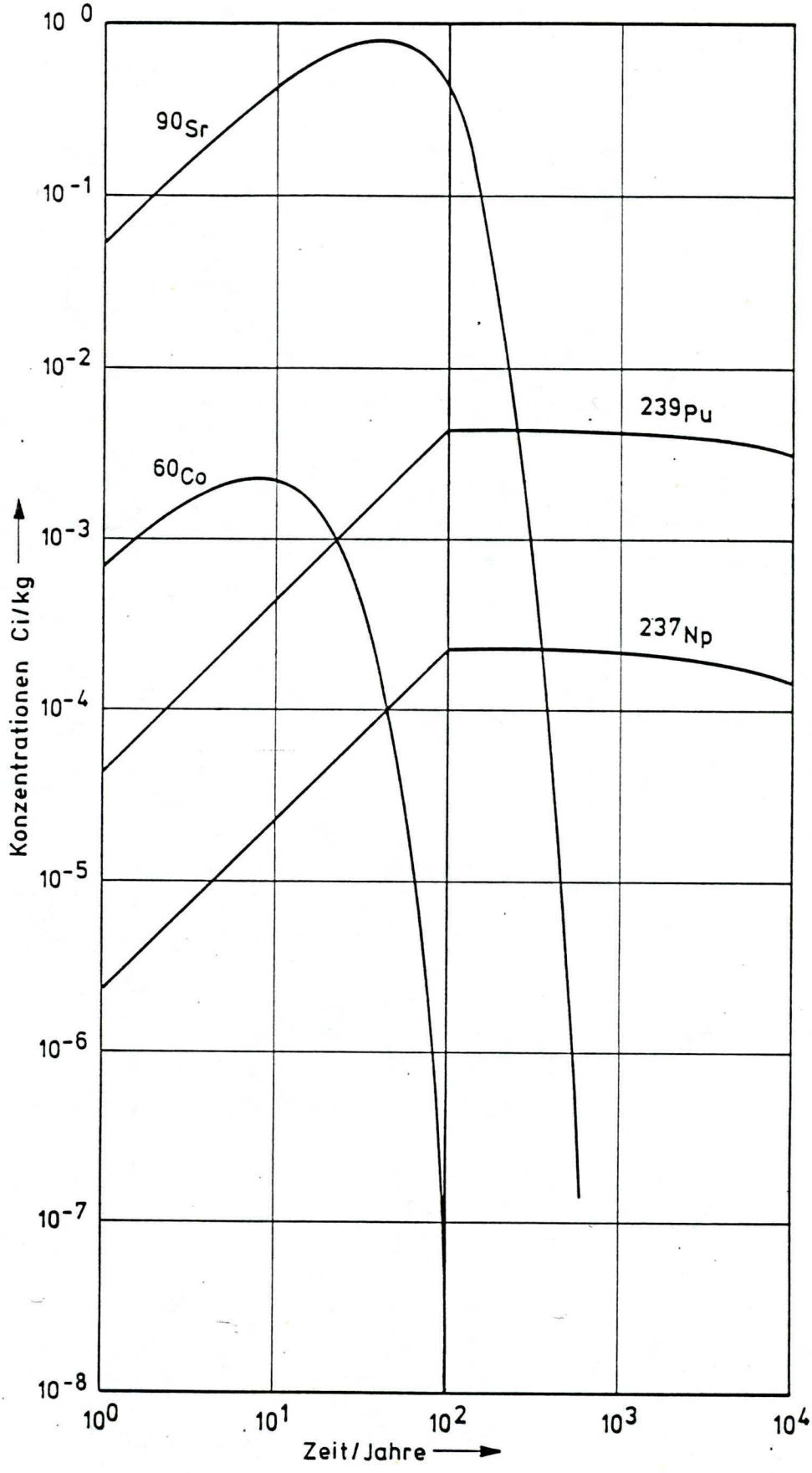


Fig. 5.2.2-7: Radionuklidkonzentrationen in Abhängigkeit von der Zeit im Block 120 (Lager).

^{90}Sr

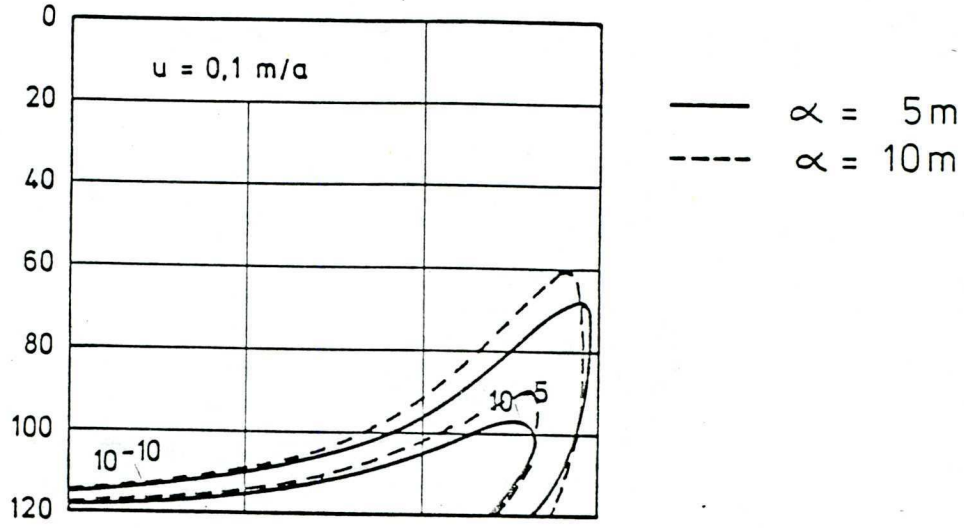


Fig. 5.2.2-8

^{239}Pu

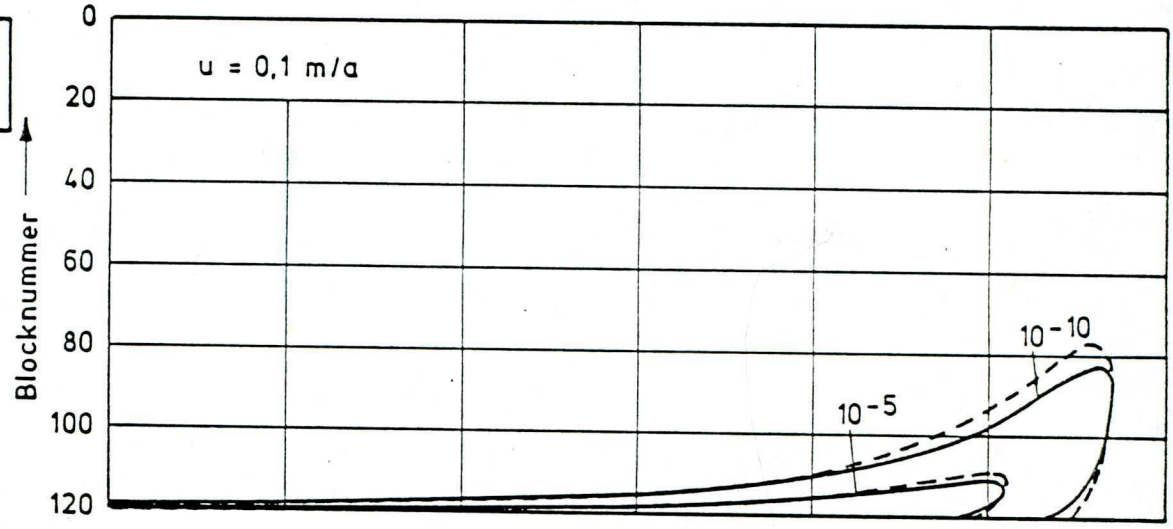


Fig. 5.2.2-9

^{237}Np

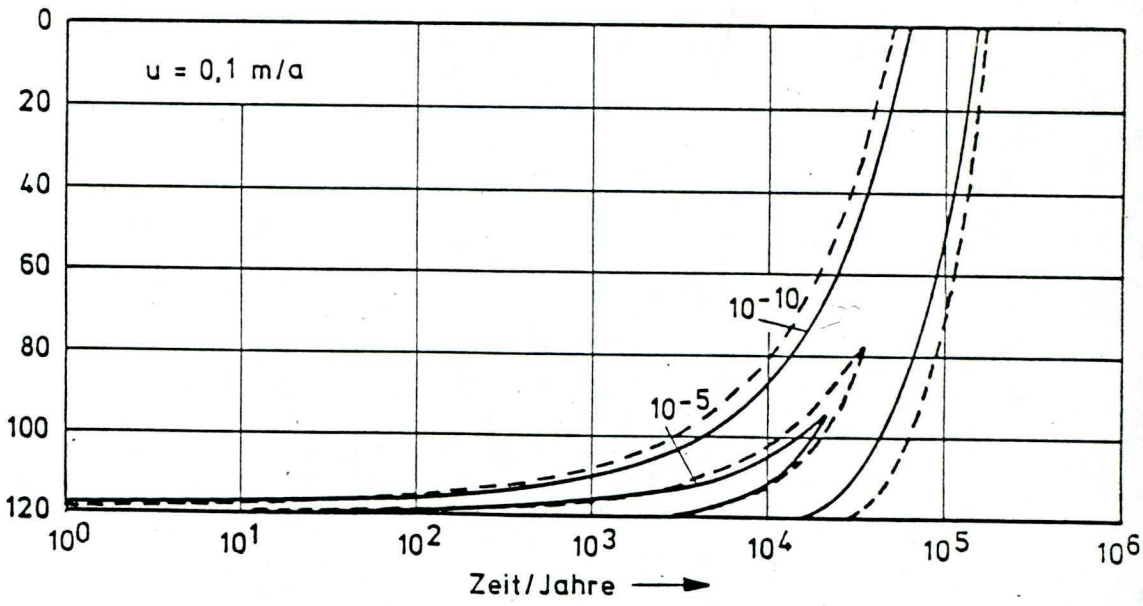


Fig. 5.2.2-10

Kurven gleicher Aktivität in Abhängigkeit von der Zeit und Tiefe (Blocknr.) für verschiedene Dispersivitäten α und Radionuklide.

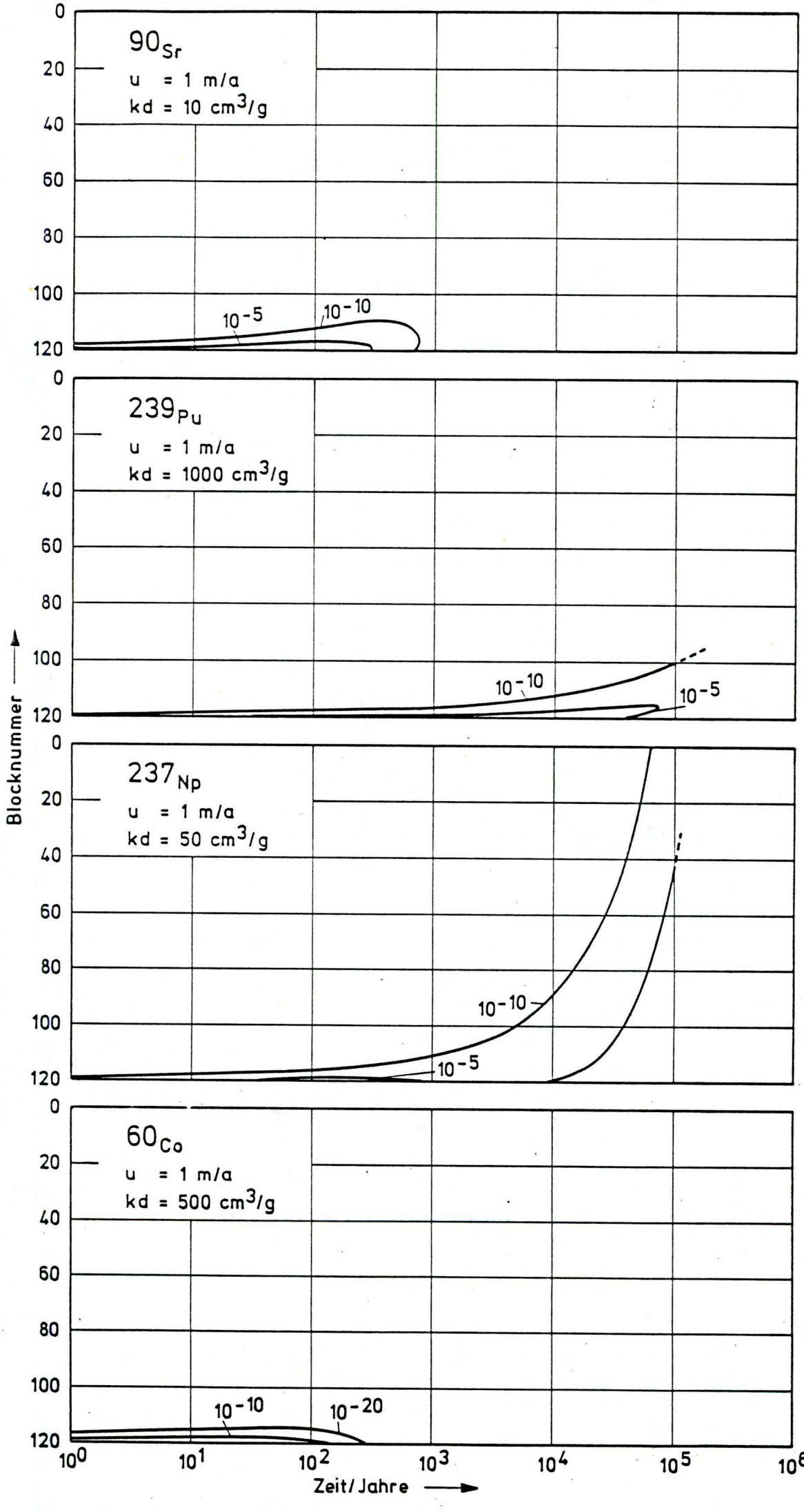


Fig. 5.2-2-11

Fig. 5.2.2-12

Fig. 5.2.2-13

Fig. 5.2.2-14

Kurven gleicher Aktivität in Abhängigkeit von der Zeit und der Tiefe (Blocknr.) bei erhöhten K_d-Werten.

5.2.2.5 Übertragung der Ergebnisse auf Konrad-spezifische Randbedingungen

Auf der Grundlage der Rechenergebnisse sind nur grobe Abschätzungen für den Nuklidtransport im Schacht möglich. Die Variation von Parametern wie Geschwindigkeit und K_d-Wert vermittelt auch bei abweichenden Werten eine generelle Größenvorstellung für die Ausbreitung. Da die Schachtlänge der von Schacht Konrad 1 entspricht, sind erste Anhaltspunkte zur Einschätzung des Gefährdungspotentials durch den unterstellten Radionuklidtransport auf dem Wasserpfad nach der Stillegung der Schachtanlage Konrad gegeben.

Eine Übertragung der vorangehenden Ergebnisse auf Konrad-spezifische Randbedingungen ist aufgrund der vereinfachenden Annahmen im Fall einiger linearer Parameter sehr einfach. Diese linearen Eingangsparameter sind

- der Schachtquerschnitt (38,38 m²),
- die geringere Aktivitätskonzentration am unteren Schachtende durch untertägige Rückhaltung und Verteilungsvorgänge.

Tatsächlich befindet sich die Einlagerungskammer nicht am unteren Schachtende, wie in den vorangehenden Rechnungen unterstellt wurde, sondern ist davon durch Strecken getrennt, die in der Nachbetriebsphase verfüllt sind. Das angegebene Inventar verteilt sich nach einer unterstellten Auslaugzeit in den Kammern und verfüllten Strecken langsam und ungleichmäßig. Ohne entstehende Tochterelemente zu berücksichtigen, werden die vier betrachteten Radionuklide am unteren Schachtende in Konzentrationen vorliegen, die erheblich geringer als das vorgegebene Inventar und zeitlich nicht konstant sind. Da diese Verhältnisse sehr komplex sind, wurde die vereinfachende konservative Voraussetzung gemacht, daß die Ausbreitung im Grubengebäude unverzüglich und gleichmäßig erfolgt.

Das Blockvolumen ist dem Schachtquerschnitt direkt proportional und damit die spezifische Aktivität umgekehrt proportional.

Nimmt man an, daß das Einlagerungsfeld vom Schacht durch eine 1000 m lange Sohle mit einem Querschnitt von 25 m² getrennt ist, so ergibt das ein Volumen von $2{,}5 \cdot 10^4$ m³. In den vorangehenden Rechnungen befand sich das Nuklidinventar

voraussetzungsgemäß in einem Block von 10 m³ Volumen. Bei gleicher Porosität der Verfüllmaterialien in Schacht und Strecke läßt sich eine Konzentrationsverminderung durch Verdünnung um den Faktor $4 \cdot 10^{-4}$ und daraus unter Berücksichtigung des großen Schachtquerschnitts ein Wert von $1{,}0 \cdot 10^{-5}$ errechnen. Das bedeutet, daß die Konzentrationsprofile von z. B. 10^{-5} Ci/kg in den vorhergehenden Diagrammen in einem angenäherten Konrad-Modell und sonst völlig gleichen Annahmen einer Konzentration von $1{,}0 \cdot 10^{-10}$ Ci/kg = 100 pCi/kg entsprechen.

In Tabelle 5.2.2-4 sind die Werte für die Konzentrationsprofile und die entsprechenden Werte bei oben beschriebener Verdünnung eingetragen.

Konzentrationen in den Diagrammen Ci/kg	entsprechender Wert bei Verdünnung Ci/kg
$1 \cdot 10^{-5}$	$1 \cdot 10^{-10}$
$1 \cdot 10^{-10}$	$1 \cdot 10^{-15}$
$1 \cdot 10^{-20}$	$1 \cdot 10^{-25}$

Tab. 5.2.2-4: Umrechnung der Konzentrationsangaben in den Diagrammen bei einer bestimmten Verdünnung.

Um die Größenordnung der errechneten Aktivitäten einzuschätzen, wurden diese entsprechenden Werten gegenübergestellt, die sich aus den in der Strahlenschutzverordnung festgelegten höchstzulässigen Radionuklidingestionen ergeben. In der Strahlenschutzverordnung wird von einem Verzehr von 800 l Wasser im Jahr ausgegangen. Damit ergeben sich die in Tabelle 5.2.2-5 angegebenen Grenzkonzentrationen.

Nach den Modellrechnungen werden diese Grenzkonzentrationen nur in einem Fall der Parametervariation für Sr-90 bei hoher Darcy-Geschwindigkeit und geringer Adsorption während eines Zeitraums von ungefähr 180 bis 360 Jahren nach Beginn der Auslaugung überschritten.

Radionuklid	zul. Ingestion jährlich nach Anlage 4 StrlSchV		zul. Aktivitätskonzentration des Wassers	
	Bq	nCi	Bq/kg	Ci/kg
Sr-90	710	19	0,79	$2,12 \cdot 10^{-11}$
Pu-239	8000	220	8,9	$2,45 \cdot 10^{-10}$
Np-237	5500	150	6,1	$1,67 \cdot 10^{-10}$
Co-60	62000	1700	69	$1,9 \cdot 10^{-9}$

Tab. 5.2.2-5: Zulässige Radionuklidkonzentration von Trinkwasser.

5.2.2.6 Zusammenfassung und Schlußfolgerung

Die Modellrechnungen dieses Abschnitts geben eine Grundlage für eine Abschätzung der räumlichen und zeitlichen Ausbreitung von Radionukliden in Hinblick auf ein Endlager für radioaktive Abfälle. Wegen der gegenwärtigen großen Unsicherheit in den Eingangsparametern wurden konservative Werte eingesetzt. Als dominierende Parameter wurden die Darcy-Geschwindigkeit und das Sorptionsvermögen des Verfüllmaterials ermittelt. Es muß jedoch noch einmal betont werden, daß bei diesen Modellrechnungen viele Bedingungen außer Acht gelassen werden mußten, die den Transport von Radionukliden durch den Schacht bei einem Endlager Konrad beeinflussen. Nach Beendigung der Einlagerung wird der Schacht mit Materialien verfüllt (Erzbeton, Tonstein, vgl. Teil C, Kapitel 3.5), deren Durchlässigkeit um Größenordnungen niedriger liegt als der in den Berechnungen angenommene Wert. Damit werden auch geringere Darcy-Geschwindigkeiten vorliegen. Ferner besitzen Tonstein und Erz größeres Sorptionsvermögen, d. h. die K_d-Werte sind wesentlich höher. Die Geschwindigkeiten und der Radionuklidtransport bei thermisch induzierter Strömung wurde nicht berechnet.

Weiterhin wurde die Ausbreitung der Radionuklide vor Erreichen des Schachts und die Rückhaltung durch Behälter und Kammerbarrieren nicht in Betracht gezogen. Wären in dieser Parameter-Studie die in einem Endlager Konrad tatsächlich vorhandenen Barrieren und vorgesehenen Verfüllmaterialien berücksichtigt worden, dann würden die hier berechneten RN-Konzentrationen nochmals um mehrere Größenordnungen unterschritten.

Es wurden nur vier Radionuklide aus dem Inventar eines Einlagerungsfeldes zur Modellrechnung herangezogen,und zwar ohne daß Zerfallsreihen untersucht wurden. So kann beispielsweise Neptunium-237 im Inventar nur in geringen Mengen vorhanden sein, wird aber durch Zerfall von Americium-241 neu entstehen. Für eine verfeinerte Ausbreitungsrechnung muß daher die vollständige Radionuklid-Zerfallsreihe betrachtet werden.

5.2.3 Modellrechnungen zur Radionuklidausbreitung im umgebenden Gebirge der Endlagerkammern und im verfüllten Streckensystem

Eine Freisetzung von Radionukliden aus den Abfällen kann infolge von Auslaugungs- und Korrosionsvorgängen an den Abfallgebinden stattfinden. Für die mathematische Modellierung ist es zweckmäßig, diese Freisetzungsvorgänge mit einer konstanten Auslaugungsgeschwindigkeit zu beschreiben. Dabei wird die Zeitkonstante so gewählt, daß innerhalb einer postulierten Standzeit der Abfallprodukte das gesamte Inventar freigesetzt wird. Als Standzeit wird die Zeitdauer definiert, während der die Abfallprodukte eine Barrierewirkung haben. Für die Abfallprodukte wird eine Standzeit von 100 Jahren angesetzt.

Für Modellrechnungen zur Nuklidausbreitung ist es erforderlich, den erweiterten Quellterm , nämlich die Freisetzungsrate der Radionuklide aus dem Endlager, als Funktion der Zeit zu kennen. Dies gilt sowohl für die Ausbreitung in einer verfüllten Strecke als auch bei der Ausbreitung im Auflockerungsbereich des engeren Streckenmantels.

Verschiedene sich z. T. überlagernde Antriebsmechanismen sind denkbar, sofern ausreichend Wasser als Transportmittel im Bereich der Endlagerkammern zur Verfügung steht:

- Diffusion
- Konvektionsvorgänge infolge von Temperatur- oder Konzentrationsunterschieden
- Verdrängungsvorgänge durch Konvergenz bzw. bei Quellvorgängen im Kammerbereich.

Reine Diffusionsvorgänge sind mit analytischen Formeln leicht berechenbar. Es läßt sich jedoch zeigen, daß die Diffusion nur eine untergeordnete Rolle beim Transport von Radionukliden spielt. Konvektionsvorgänge im Eisenerzbergwerk Konrad können

nur durch Temperaturunterschiede zustande kommen. Sie wären prinzipiell nur möglich in einer Kammer, in der überwiegend Stillegungsabfälle mit einer nennenswerten Wärmeabgabe gelagert sind, was nicht vorgesehen ist (vgl. Kap. 4.2.7). Abschätzungen zeigen jedoch, daß auch die hierdurch hervorgerufenen Konvektionsströmungen nur zu einer Durchmischung des salinaren Wassers in den Resthohlräumen einer Lagerkammer führen. Zum Radionuklidtransport aus der Lagerkammer hinaus tragen diese Vorgänge kaum bei. Konvektion infolge von konzentrationsunterschiedsbedingten Dichtegradienten erscheinen hier vernachlässigbar (Kienzler et al. 1980).

Verdrängungsvorgänge sind indessen bei Gebirgskonvergenzen im kammernahen Bereich oder bei "Quellvorgängen", wie z. B. beim Quellen von tonigem Versatzmaterial, vorstellbar. Beide führen zu einer Kompaktion des Kammerinhalts und damit zur Verminderung des freien Volumens in den Lagerkammern und können, sofern diese Hohlräume mit Wasser gefüllt sind, eine Wasserverdrängung in die Richtung, in der eine größere Materialdurchlässigkeit vorhanden ist, in Gang setzen. In dem durchweg sehr dichten Gebirge kommen dafür nur die verfüllten Strecken und Schächte sowie untergeordnet die gebirgsmechanischen Auflockerungszonen im unmittelbaren Streckenmantelbereich infrage (vgl. Kap. B 4 und B 6.1).

Bei den folgenden Modellrechnungen wurde angenommen, daß eine Verdichtung des Kammerinhaltes mit einer konstanten Rate stattfindet, die innerhalb von ca. 100 Jahren zum Verschließen der Resthohlräume führt. Diese Zeitspanne wurde der geschätzten Standzeit der Abfalleinheiten angepaßt, d. h. es wurde angenommen, daß die Kompaktierung der Resthohlräume im Verlauf der Korrosion der Abfallprodukte eintritt, und daß demzufolge ein Antriebsmechanismus für den Radionuklidtransport nur solange vorhanden ist, wie Radionuklide aus den Abfallprodukten freigesetzt werden.

Zur Berechnung der Radionuklidkonzentration in einem Lagerraum und ihrer Ausbreitung wurde von einem mittleren Inventar der Lagerstrecke ausgegangen. Bei der Festlegung dieses Inventars wurde über die Abfälle gemäß ihrem Aufkommen (200 l-Fässer und VBA) aus Kernkraftwerken, Landessammelstellen und der sonstigen Industrie gemittelt. Die wesentlichen Daten sind in Tab. 5.2.3-1 aufgeführt. Bei diesem Nuklidinventar in der Lagerkammer wurde berücksichtigt, daß eine Kammer nur bis zu ca. 50 % mit Abfall gefüllt ist. Der Rest des Volumens ist mit Versatz (25 %) verfüllt bzw. leer. Das geringe Sr-90 Inventar ist auf den niedrigen

Gehalt der Reaktorabfälle an diesem Isotop zurückzuführen. Die aufgeführten Verteilungskoeffizienten sind aus der Literatur entnommene Werte für mögliche Verfüllmaterialien.

Nuklide	Aktivität in 1 000 m³ Lagerraum (Ci), d. h. 500 m³ Endabfall	Verteilungskoeffizient (cm³/g)	abgeleiteter Grenzwert (Ci/m³)
Co-60	182	50	2.1 E-06
Sr-90	50	1	2.4 E-08
Cs-137	340	100	9.0 E-07
Pu-239	3	100	2.8 E-07
Am-241	14	330	2.3 E-07
Np-237	3.5 E-03	15	1.9 E-07

Tab. 5.2.3-1: Zusammenstellung der Ausgangsdaten für die Modellrechnung (1 Ci = 37 GBq).

Die Ausbreitungsrechnungen wurden für die Nuklide Cs-137 und Sr-90 als Beispiele für relativ langlebige Beta/Gamma-Strahler sowie für Pu-239 als Beispiel für Alpha-Strahler durchgeführt.

Die Barrierewirkung von Behältern und Kammerverschlüssen wurde zunächst nicht berücksichtigt, obwohl sie gerade für den betrachteten Ausbreitungspfad von nicht zu unterschätzender Bedeutung sind, da sie sowohl die Radionuklidauslaugung als auch die Wassertransportgeschwindigkeit stark abmindern.

5.2.3.1 Durchführung und Ergebnisse der Modellrechnungen

Bei der Ausbreitungsrechnung für ein verfülltes Streckensystem wurde in einem ersten Modell der Abdichtungseffekt der Abschlußdämme nicht berücksichtigt und demzufolge angenommen, daß eine Wasserverdrängung aus den Resthohlräumen der Einlagerungskammern in und durch die Streckenverfüllung möglich ist.

Zur Verdeutlichung des Einflusses der Verteilungskoeffizienten auf die RN-Ausbreitung zeigt Fig. 5.2.3-1 Konzentrationsprofile für Sr-90 in einer verfüllten Strecke infolge von Vorgängen, von denen angenommen wird, daß sie in 100 Jahren zum Verschließen der Resthohlräume führen. Bei dieser Berechnung wurde der Verteilungskoeffizient zwischen 0 und 5 cm^3/g variiert. Bei Kd = 0 bewegt sich die Kontaminationsfront genauso schnell wie das verdrängte salinare Wasser. Mit Kd = 5 cm^3/g und einer Porosität des Versatzstoffes von 10 % beträgt der Retardationsfaktor 91. Damit liegt die Konzentration bereits nach 100 m um ca. 6 Zehnerpotenzen niedriger als in der Lagerkammer.

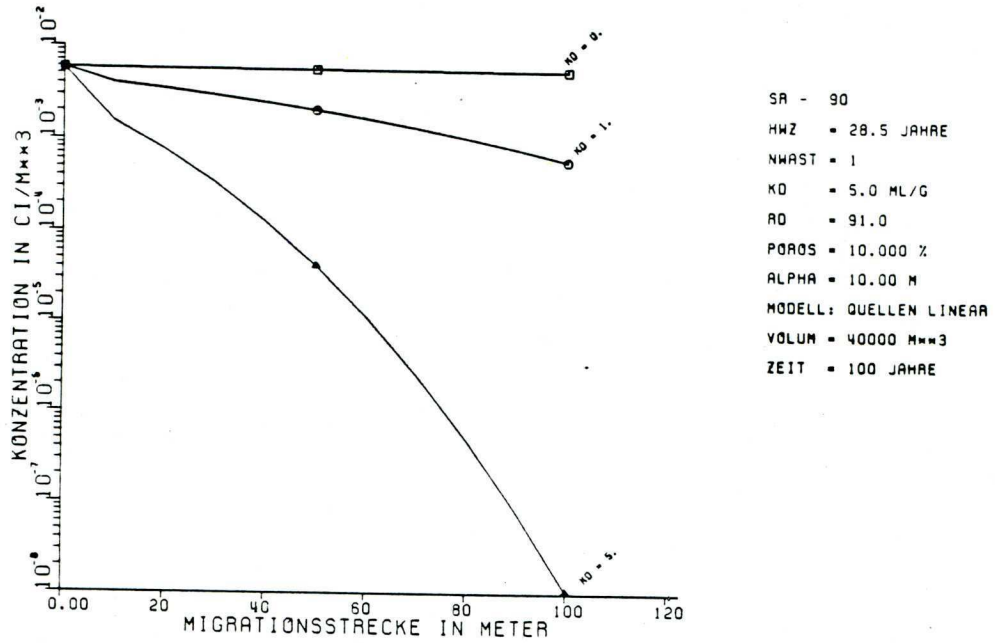


Fig. 5.2.3-1: Modellmäßig berechnetes Sr-90 Konzentrationsprofil längs eines eindimensionalen Transportweges (1 Ci =37 BGq).

Aus der Verdrängungsrate des salinaren Wassers und den berechneten Nuklidkonzentrationen an einem bestimmten Aufpunkt läßt sich der Quellterm für weitere Ausbreitungsrechnungen angeben. Legt man z. B. für eine pessimistische Abschätzung der Aktivitätsfreisetzung ein Strecken-(Schacht-)System von 2 000 m Länge mit Verteilungskoeffizienten des Versatzstoffes für Strontium von 0,05 bis 0,2 cm^3/g (Faktor 5 bis 20 niedriger als nach Tab. 6.1-1) zugrunde, ergeben sich in der Strecke (1 000 m) die in Fig. 5.2.3-2 gezeigten Konzentrationsprofile. Eine Freisetzung von Strontium aus dem Strecken-(Schacht-)System mit einem Gesamttransportweg von 2 000 m erfolgt demnach nicht. Dies gilt auch für einen Verteilungskoeffizienten von 0,05 cm^3/g.

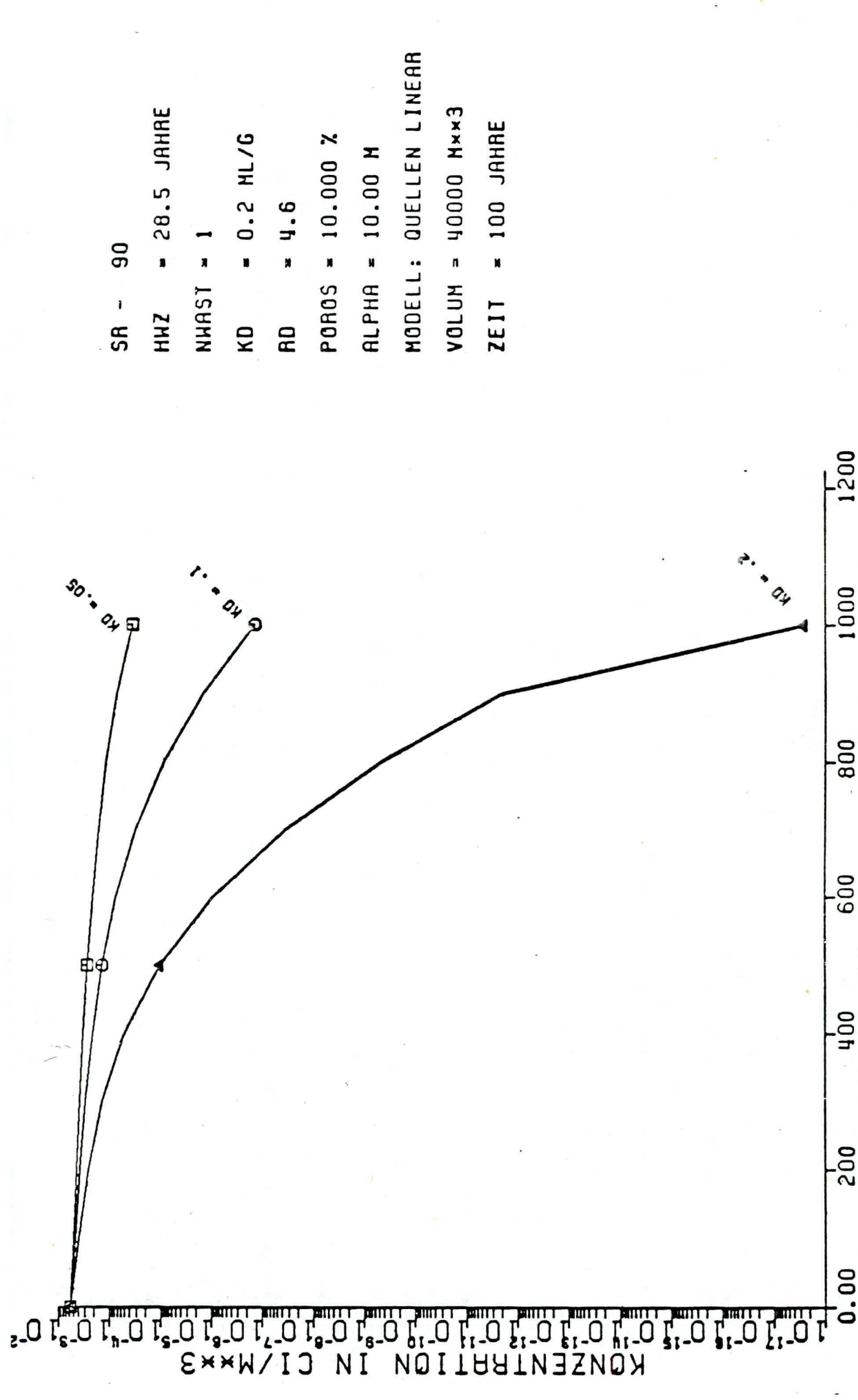


Fig. 5.2.3-2: Modellmäßig berechnetes Konzentrationsprofil für Sr-90 in einem Strecken-(Schacht)-System (eindimensional) (1 Ci = 37 GBq).

Besitzen die Verpackungen der Abfälle Standzeiten von 40 a bzw. 100 a, vermindern sich die im Maximum auftretenden Sr-90 Konzentrationen in der Lagerstrecke wesentlich. Damit liegen auch die Konzentrationsprofile (z. B. Fig. 5.2.3-2) entsprechend niedriger.

Für alle anderen Radionuklide aus Tab. 5.2.3-1 gilt, daß infolge ihrer wesentlich höheren Verteilungskoeffizienten und der Tatsache, daß die Antriebskräfte für den Transport stark mit der Zeit abnehmen, die Konzentrationen am Ende der Transportstrecke (d. h. nach einigen hundert Metern) im Maximum mehrere Zehnerpotenzen unter den abgeleiteten Grenzwerten der Strahlenschutzverordnung liegen. Z. B. liegt die Pu-Konzentration bereits in ca. 50 m Abstand von der Lagerstrecke bei maximal 74 kBq (0,2 µCi)/m³.

Für die Berechnung der Transportgeschwindigkeit wurden Verdrängungsprozesse in nur einer Lagerkammer berücksichtigt. Nimmt man jedoch an, daß im gesamten Grubengebäude derartige Vorgänge stattfinden, könnte die Transportgeschwindigkeit des verdrängten Wassers entsprechend größer werden. Da nach dem hier diskutierten Modell diese Vorgänge als schnell im Vergleich zur Radionuklidfreisetzung aus den Abfallprodukten anzusehen sind (in der Lagerkammer der zeitliche Verlauf des "Quellterms" jedoch durch die Korrosion der Produkte und Verpackung bestimmt ist), kann angenommen werden, daß in den verfüllten Strecken der Grube die Verdrängungsvorgänge innerhalb der Standzeit der Verpackung abgelaufen sind.

Bei einer zweiten Modellberechnung wurde vorausgesetzt, daß die Kammern und ihre Zugänge sowie die Strecken und Schächte mit hochwirksamen Dichtungsmaterialien verschlossen sind. Bei den Berechnungen wurde postuliert, daß die Kammerverschlüsse die gleichen Eigenschaften bezüglich ihrer Durchlässigkeit aufweisen wie das umgebende Deckgebirge. Die Verdrängung von Wasser aus den Resthohlräumen der Lagerkammer kann in diesem Fall daher auch in den Auflockerungsbereich der umgebenden Gebirgsschichten hinein stattfinden. Zur Berechnung der Porengeschwindigkeit wurde für diese Modellberechnung kein radialsymmetrisches Abfließen, sondern die Ausbreitung in eine Vorzugsrichtung angenommen. Diese Annahme entspricht einer gewissen Überschätzung des wahrscheinlicheren radialsymmetrischen Falles (vgl. Teil B, Kap. 6.1). Dem Ausbreitungsmodell wurde ein rechteckiger Querschnitt zugrunde gelegt, dessen Breite dem Lagerkammerdurchmesser entspricht und dessen Länge ein gewählter 100 m langer Abschnitt der Lagerkammer ausmacht. Die Orien-

tierung dieses den Ausbreitungspfad darstellenden Gebirgskörpers wurde parallel zur Streckenachse angenommen, wobei der Azimut beliebige Richtung haben kann. Als einzige Kenngröße für diesen Bereich wurde eine durchschnittliche Porosität von 10 % bzw. 30 % angesetzt (vgl. Teil B, Kap. 4). Gesteinspermeabilitäten konnten in dieses Rechenmodell nicht eingesetzt werden.

Für ein Radionuklid wurde die Ausbreitung der Aktivität aus einer Lagerstrecke, die modellmäßig eine Linienquelle darstellt, unter den genannten Näherungen in Abhängigkeit von der Porosität und dem Verteilungskoeffizienten des Gebirges untersucht. Dabei wurde die Rückhaltung der Radionuklide in der Lagerstrecke selbst vernachlässigt.

Bei den durchgeführten Beispielrechnungen wurde von einem Inventar einer 1 000 m langen Lagerstrecke (40 000 m³ Volumen entsprechend 20 000 m³ Abfall gemäß Tabelle 5.2.3-1, 10 Jahre nach dem Ende der Einlagerung, angenommener Resthohlraum 10 000 m³) ausgegangen. In Fig. 5.2.3-3 wird für Cs-137 die Ausbreitung der Aktivität in x-y-Richtung gezeigt (der Ausbreitungspfad verläuft in x-Richtung, die Dispersion in y-Richtung, die Ausdehnung der Linienquelle liegt in z-Richtung). Für diese Rechnung wurde ein Verteilungskoeffizient von 1 cm³/g und ein Dispersionsfaktor von 10 m angesetzt. Beide Werte sind als niedrig anzusehen. Das Ergebnis der Rechnung beschreibt einen unter den getroffenen Annahmen ungünstigen Fall.

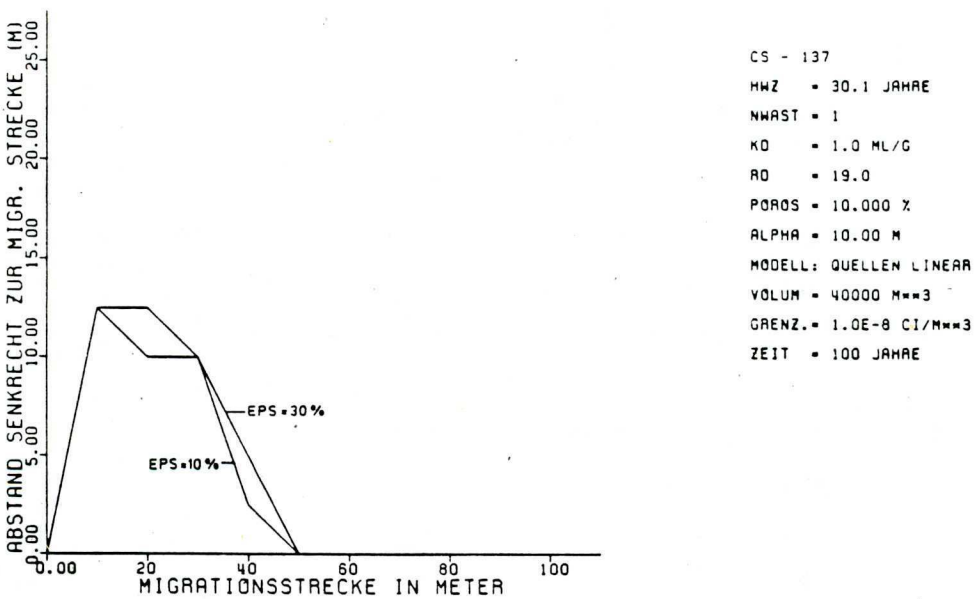


Fig. 5.2.3-3: Modellmäßig berechnete Dispersion von mit Cs-137 kontaminiertem Salzwasser als Funktion der Migrationsstrecke bei Porositäten (EPS) von 10 % bzw. 30 %.

In der Darstellung in Fig. 5.2.3-3 geben die Kurven die Entfernungen von der Mittellinie des Ausbreitungspfades an, an denen die berechnete Konzentration einen Wert von 370 Bq ($1 \cdot 10^{-8}$ Ci)/m³ unterschreitet. Es zeigt sich, daß die Kontamination auf eine sehr enge Umgebung um die Endlagerstrecke beschränkt bleibt. Bei der angenommenen Fließgeschwindigkeit des aus der Lagerstrecke verdrängten Wassers liegen die Cs-137 Konzentrationen in ca. 20 m Entfernung von der Lagerstrecke unter den aus der Strahlenschutzverordnung abgeleiteten Grenzwerten für Trinkwasser. Dies gilt auch für die anderen in Tab. 5.2.3-1 aufgeführten Radionuklide.

Somit ist gezeigt, daß unter den hier getroffenen hypothetischen Annahmen die in einer Strecke eingelagerte Aktivität bei der Füllung aller Resthohlräume mit Wasser in der Nachbetriebsphase nicht zu einer unzulässigen Aktivitätsfreisetzung bis in die oberflächennahen Grundwasserhorizonte führt.

Es sei angemerkt, daß grundsätzlich auch andere Ausbreitungsmodelle für die Nachbetriebsphase vorstellbar sind, bei denen z. B. eine Aktivitätsfreisetzung aus den Kammern durch eine Auflockerungszone parallel zu den Strecken verläuft, die eine höhere Durchlässigkeit aufweist als das umgebende Gestein. Da aber in der Grube Konrad hinreichend lange Strecken zwischen den Einlagerungsstrecken und den verfüllten Schächten existieren, erscheint der oben diskutierte Ausbreitungsverlauf für die Zeit nach Beendigung des Endlagerbetriebes als der einzig mögliche.

5.2.3.2 Zusammenfassung und Schlußfolgerungen

Aufgrund der hier durchgeführten Modellrechnungen ist aufgezeigt, daß selbst im äußerst unwahrscheinlichen Falle eines nicht kontrollierten Wasserzulaufes in das Endlager die aus den Abfällen freigesetzte Aktivität nicht in oberflächennahe Grundwasserhorizonte vordringen kann. In der Nachbetriebsphase verbleibt die Aktivität im Abstand von weniger als 100 m um die Einlagerungsstrecken. Dies gilt für alle untersuchten Radionuklide.

Durch folgende Maßnahmen könnte eine weitere Verminderung der Aktivitätsfreisetzung erreicht werden:

- Durch möglichst weitgehendes Verfüllen der Lagerstrecken mit Materialien, die den Gebirgsdruck abmindern und Quelldrücke nicht entstehen lassen bzw. auffangen, lassen sich sowohl das ausgepreßte Wasservolumen als auch die resultierende Transportgeschwindigkeit vermindern.

- Durch geeignetes Material für die Verfüllung des Schachtes kann eine hinreichend gute Radionuklidretention erreicht werden. Dabei sollten nach Möglichkeit Materialien mit möglichst hohen Verteilungskoeffizienten gewählt werden.

Unter den hier genannten Bedingungen bleibt eine Kontamination von eventuell in das Endlager eingedrungenem Wasser auf den engeren Bereich um die Endlagerstrecke beschränkt. In der Nachbetriebsphase braucht daher eine unterstellte Füllung der Resthohlräume in Einlagerungskammern mit salinarem Tiefenwasser nicht als Störfall angesehen zu werden. Kontaminationen von nutzbaren Grundwasservorräten erscheinen nach den hier durchgeführten Modellbetrachtungen nicht möglich.

Literatur

ANDERSEN, A.A.: Proc. Symp. "Surface Contamination". - Gattlinburg, Tenn. USA 1964. Ed. Fisch, B.R.

BMI: Sicherheitskriterien für Kernkraftwerke. - Bekanntmachungen des Bundesministers des Innern, 21. Oktober 1977.

BMI: Richtlinie zu § 45 StrlSchV. - Rundschreiben des Bundesinnenministeriums vom 15.08.1979.

HILD, W. & KLUGER, W. & KRAUSE, H. & MEICHSNER, O. & PUTHAWALA, A.: Verfestigung radioaktiver Abfallkonzentrate aus Leistungsreaktoren durch homogene Einbettung in Bitumen. - NUCLEX, Basel 07.10. - 11.10.1975.

IAEA/JUSSI- PEKKA AITOLA & SJÖBLOM, R.: Charakterization of Solidified Reactor Waste Products. Work carried out at Studsvik 1978 - 1981. - IAEA-Seminar on the Management of Radioactive Waste from Nuclear Power Plants. Karlsruhe, FRG, 05. - 09.10.1981, IAEA-SR-57/22, 1981.

ILLI, H. et al.: Anforderungen an radioaktive Abfälle abgeleitet aus Grenzwerten der Strahlenschutzordnung. - PTB-Bericht, PTB-SE-5, 1981.

IRCP: Report on the Task Group on Reference Man. - IRCP No. 23, Pergamon Press, 1975.

KFA: Mitteilung der Kernforschungsanlage Jülich. - 1980.

KIENZLER, B. & KÖSTER, R. & KORTHAUS, F.: Berechnungen und Sensitivitätsbetrachtungen der Aktivitätsfreisetzung aus einem ersoffenen Endlager für radioaktive Abfälle anhand eines einfachen Störfallmodells. - KfK 3013, 1980.

KLUGER, W. & HILD, W. & KÖSTER, R. & MEIER, G. & KRAUSE, H.: Bituminierung radioaktiver Abfallkonzentrate aus Wiederaufarbeitung, Kernforschungseinrichtungen und Kernkraftwerken. - KfK 2975, Mai 1980.

KNUBLAUCH, E.: Fortschritt-Berichte der VDI-Zeitschriften. - Reihe 5, Nr. 10, S. 5 - 40, VDI-Verlag, Düsseldorf, Oktober 1970.

ROITMAN, M.J.: Grundlagen der Brandschutznormierung im Bauwesen. - Verlagsges. R. Müller, Köln, 1974.

RUDOLPH, G. & KÖSTER, R.: Stoffliche Untersuchungen zur Verfestigung mittelaktiver Abfallösungen mit Zement: Auslaugbarkeit von Cäsium und Strontium. - KfK-2842, August 1979.

SMITH, T.U. & ROSS, W.A.: BNWL-Report No. 1903. - Mai 1975.

WALLACE, R.M. & KELLY, J.A.: DuPont de Nemours, Savannah Carolina. - Report DP-1400, März 1976.

Anlage

Erläuterung wichtiger kerntechnischer Begriffe

Abfallgebinde	Abfallbehälter mit Endprodukt
Aktivierung	Maßnahme, die ein Material radioaktiv macht (z. B. Neutronenbestrahlung)
Aktivität (Radioaktivität)	Physikalische Größe, die die Anzahl der Zerfälle von Atomkernen in einer Stoffmenge je Zeiteinheit beschreibt. Einheit: Bq (Bequerel) = 1 Zerfall/a. Alte Einheit: Ci (Curie).
Aktiniden	Gruppe schwerer Elemente mit den Kernladungszahlen 90 bis 103, die durchweg radioaktiv sind.
Alpha (α)-Strahlung	Teilchenstrahlung von ^{4}He-Kernen (2 Protonen + 2 Neutronen). α-Strahlung ist die am wenigsten durchdringende Strahlung der Strahlenarten α, β und γ. Wenn sie innerhalb des Körpers entsteht, die gefährlichste dieser Strahlungsarten.
α-arme Abfälle	radioaktive Abfälle mit einer α-Aktivitätskonzentration $\leq 1{,}5 \times 10^{8}$ Bq (5 mCi)/200 l-Gebinde, bzw. $3{,}7 \times 10^{8}$ Bq (10 mCi)/400 l-Gebinde.
α-haltige Abfälle	radioaktive Abfälle mit einer α-Aktivitätskonzentration oberhalb der Grenzen für α-arme Abfälle. Die Obergrenze für schwachaktive α-arme Abfälle ist durch die GGVS gebindeartabhängig festgelegt und liegt bei etwa 4 Ci/t Endabfall.
Äquivalentdosis	Maß für biologische Wirksamkeit radioaktiver Strahlung. Die Äquivalentdosis wird aus der Energiedosis berechnet, die mit einem sog. Qualitätsfaktor (manchmal auch als "relative biologische Wirksamkeit" bezeichnet) multipliziert wird. Die Größe des Qualitätsfaktors hängt von der Strahlenart bzw. Teilchenenergie ab. Maßeinheit: Sievert (Sv) (alte Einheit rem).
Auslegungsstörfall	Angenommene Versagensmechanismen in einer kerntechnischen Anlage, die bei der technischen Auslegung berücksichtigt werden. Die Auswirkungen eines Auslegungsstörfalles dürfen bei seinem Eintreten nicht zum Überschreiten der durch die Strahlenschutzverordnung gegebenen Höchstgrenzen der Strahlendosis führen.
außerbetrieblicher Überwachungsbereich	siehe Strahlenschutzbereiche

Bequerel (Bq)	neue Maßeinheit der Aktivität, Zahl der Zerfälle pro Sekunde
Beta (β)-Strahlung	Teilchenstrahlung aus Elektronen, die beim Zerfall radioaktiver Nuklide auftritt.
betrieblicher Überwachungsbereich	siehe Strahlenschutzbereiche
Curie (Ci)	alte Maßeinheit der Aktivität, 1 Ci $\hat{=}$ $3{,}7 \cdot 10^{10}$ Bq
Dekontamination	Beseitigung einer Kontamination
Dosimeter	Instrument zur Dosismessung: Ionisationskammer, Filmdosimeter, Phosphatglasdosimeter, Thermoluminiszenzdosimeter)
Dosis	Strahlungsenergie, die bei Wechselwirkung von α-, β- oder γ-Strahlung mit Materie an diese abgegeben wird. Einheit: Gray (Gy), alte Einheit rad (Energiedosis).
Dosisleistung	Dosis, die die Zunahme der Dosis je Zeiteinheit beschreibt. Maßeinheit: Gray (Gy)/s bzw. mrad/h (Äquivalentdosisleistung: Sv/h bzw. mrem/h).
Emission	Von einer Anlage ausgehende Umwelteinwirkungen wie Staub, Wärme, Lärm oder Strahlung.
Endlagerung	Endgültige Lagerstätte für radioaktive Abfälle. Geeignet sind tiefe geologische Formationen, insbesondere Steinsalz, Tonsteine, Granit u. a. Die Gesteinsbarriere bewirkt einen sicheren Abschluß von der Biosphäre bis zum Abklingen auf unbedenkliche Konzentrationen.
Entsorgung	Abfolge von Maßnahmen zur Behandlung abgebrannten Kernbrennstoffs, d. h. Zwischenlagerung, Wiederaufbereitung, Herstellung von Abfallprodukten und Endlagerung.
Fixierung	Einbindung radioaktiver Abfälle durch Zusatz von Bindemitteln zu einem ausgehärteten dichten Endprodukt.
Gamma (γ)-Strahlung	Elektromagnetische Strahlung hoher Energie, die beim Zerfall radioaktiver Nuklide auftritt.
GGVS (GGVE)	Gefahrgutverordnung Straße Gefahrgutverordnung Eisenbahn Verordnung über die Beförderung gefährlicher Güter auf der Straße (mit der Eisenbahn). Diese Verordnungen basieren auf international anerkannten Richtlinien und müssen beim Transport gefährlicher Güter, zu denen auch radioaktive Abfälle gehören, eingehalten werden.

Gray (Gy)	neue Maßeinheit der Energiedosis, 1 Gy = 100 rad
Halbwertszeit	Zeitraum, in dem die Hälfte eines radioaktiven Stoffes zerfallen ist, bzw. nach dem die Aktivität auf die Hälfte zurückgegangen ist. Sie ist ein unveränderliches Merkmal jedes radioaktiven Nuklids.
Immission	Auf Lebewesen oder Sachen einwirkende Umwelteinflüsse wie Staub, Wärme, Lärm oder Strahlen.
Inkorporation	Allgemein Aufnahme in den Körper, insbesondere radioaktiver Stoffe.
ionisierende Strahlung	Strahlung, die direkt oder indirekt ionisieren kann. Vor allem α-, β- und γ-Strahlung.
Konditionierung	Herstellung von Abfallprodukten, die gegenüber den Rohabfällen bessere mechanische Beständigkeit aufweisen sowie geringere Dosisleistungen erzeugen und die Radionuklidfreisetzung behindern.
Kontamination	(i. a. radioaktive) Verunreinigung der Ober- bzw. Außenfläche
Kontrollbereich	siehe Strahlenschutzbereiche
LLS	Low Level Solid Radioactive Material (feste Stoffe mit niedriger Aktivität) Kategorie schwachradioaktiven Abfalls im Sinne der GGVS.
LSA (II)	Low Specific Activity Material (Stoffe mit niedriger spezifischer Aktivität) Kategorie schwachradioaktiven Abfalls im Sinne der GGVS.
Nuklid	Ein Nuklid ist eine durch seine Protonenzahl, Neutronenzahl und seinen Energiezustand charakterisierter Atomkern.
Qualitätsfaktor	siehe Äquivalentdosis
rad	alte Maßeinheit der Energiedosis = 0,01 Gy
Radiolyse	Zusammenfassende Bezeichnung für chemische Vorgänge, die durch ionisierende Strahlen hervorgerufen werden (z. B. die Bildung von H_2 aus Wasser unter γ-Strahlung).
relative biologische Wirksamkeit	siehe Äquivalentdosis

rem	alte Maßeinheit der Äquivalentdosis = 0,01 Sv
schwachaktive Abfallgebinde	Behälter mit konditionierten radioaktiven Abfällen, die ohne besondere Abschirmungsmaßnahmen transportiert werden können. Die Dosisleistung der Abfallbehälter unterliegt den Beschränkungen < 2 mSv/h an der Behälteroberfläche und < 100 µSv/h in 1 m Abstand. Das Aktivitätsinventar in den Behältern unterliegt den Grenzwerten der GGVS für LSA (II)- und LLS-Abfälle. Schwachradioaktive Abfallgebinde weisen keine nennenwerte Wärmeentwicklung auf.
Sievert (Sv)	neue Maßeinheit der Äquivalentdosis, 1 Sv = 100 rem
Spaltprodukte	Nuklide, die bei der Kernspaltung oder durch nachfolgenden radioaktiven Zerfall entstehen.
Sperrbereich	siehe Strahlenschutzbereiche
Strahlenschutz	Voraussetzungen und Maßnahmen zum Schutz des Menschen vor schädlichen Auswirkungen ionisierender Strahlen.
Strahlenschutzbereiche	Bereiche, in denen infolge der Anwendung ionisierender Strahlen eine erhöhte Strahlenexposition möglich ist. Für sie sind Zutrittsbeschränkungen und Überwachungsmaßnahmen erforderlich. Für bestimmte Personengruppen bestehen Tätigkeitsverbote. Die Strahlenschutzverordnung nimmt eine Unterteilung der Strahlenschutzbereiche vor in: Sperrbereiche - Kontrollbereiche - betriebliche Überwachungsbereiche - außerbetriebliche Überwachungsbereiche. Die Festlegung der Bereiche erfolgt nach Grenzwerten der Körperdosis, die durch die Strahlenschutzverordnung vorgegeben sind.
Strahlenschutzverordnung	Gesetzliche Regelung zur Durchführung des Strahlenschutzes.
Tritium	radioaktives Wasserstoffisotop (H-3)
Verfestigung	Verarbeitung flüssiger Rohabfälle zusammen mit einem Bindemittel zu einem festen Endprodukt.
Zerfall	Spontane Umwandlung eines radioaktiven Nuklids in einen anderen Atomkern. Jeder Zerfallsprozeß unter Abgabe von Energie und Änderung seiner Ladung (Ordnungszahl) und Masse (Atomgewicht) hat eine bestimmte Halbwertszeit.