

Abb. 146: Schema zur stadialen Uranerzbildung im Cenoman der Pirnaer Paläosenke

Der Ablauf der Urankonzentrierung und Lokalisierung bis zur Lagerstätte läßt gemeinsame Züge mit einem Prozeß erkennen, auf den J. W. GRUNER schon in den fünfziger Jahren im Zusammenhang mit der Untersuchung und genetischen Erklärung der Uranlagerstätten des Colorado-Plateaus in den USA aufmerksam machte und den er unter der Formulierung „Concentration of Uranium in Sediments by Multiple Migration-Accretion“ umschrieb [10]. Er nahm diese Lagerstätten als allmählich und schrittweise, in Etappen, unter den Bedingungen sich wiederholender Umverteilungen bereits vorhandenen Urans in Verbindung mit dessen Neuzugängen, gewissermaßen nach dem Lawinenprinzip gestaltet, an. Auf den Zusammenhang von

exogener Uranerzbildung und den einzelnen Stadien der Lithogenese wurde in der Mitte der siebziger Jahre auch durch V. J. DANTSCHEV hingewiesen [5]. Unter Berücksichtigung der genetischen Vorstellungen beider Autoren wurde der Versuch unternommen, den Werdegang der Lagerstätte Königstein auf lithogenetischer Grundlage zu verdeutlichen. Nach den dazu vorliegenden Fakten wurden die Stadien gemeinsamer Gesteins- und Erzbildung, und ihre jeweiligen Merkmale, in der Tabelle 25 zusammengefaßt.

## 8 Die Lagerstätte als Sonderprodukt im hypergenen Stoffumsatz

Aus den erörterten geochemischen Untersuchungen geht hervor, daß die Uranvererzung nicht nur in einem räumlichen, sondern auch genetischen Zusammenhang mit der Diskordanz und Schichtlücke steht, die die Kreideformation und das Grundgebirge voneinander trennt (vgl. Kap. 5). Die terrestrischen, auflagernden Schichten über und die liegenden Gesteine unter der Diskordanz sind stofflich miteinander eng verwandt. Die ersteren gingen aus der Zerstörung der letzteren in deren Abtragungsgebieten hervor. Die sedimentäre Auflagerung und das in ihr konzentrierte Uran entstammen ein und demselben Ausgangsgestein. Die Anlage der Lagerstätte ist auf den hypergenen Umbau kristalliner Primär- in klastische Sekundärgesteine unter biosphärischer und hydrosphärischer Einflußnahme und auf die damit verbundene Neuverteilung chemischer Elemente zurückzuführen. Die stoffliche Umgestaltung wird durch die notwendige Anpassung der endogenen kristallinen Mineralassoziationen des Grundgebirges an die physikochemischen Bedingungen hervorgerufen, die auf einer kontinentalen Landoberfläche herrschen. Die Einschwemmung von Verwitterungsschutt aus den Hochlagen der Landschaft in ihre Niederungen markiert somit für diese nicht nur einen geologischen, sondern auch geochemischen Neubeginn. Die Schichtlücke zwischen junger Auflagerung und Substrat repräsentiert und umfaßt einen Zeitabschnitt mit hoher Aktivierung, Mobilisierung und Umverteilung chemischer Elemente. Fast alle ostdeutschen sedimentären Uranvorkommen sind auf unterschiedlichen stratigraphischen Niveaus, vom Oberkarbon bis in das Tertiär, an derartige Profilabschnitte gebunden. Die auf sie beziehbaren Elementmigrationen sind von metallogenetischer Relevanz. Sie stehen in dieser Hinsicht jenen Element-Mobilisierungen nicht nach, die infolge intensiver Gesteinsverfaltung durch die progressive Metamorphose hervorgerufen werden und denen vermutlich das Ronneburger Erzfeld seine Herausbildung verdankt. Ebenfalls nicht solchen Aktivierungen, die von magmatischen Intrusionen ausgelöst werden und auf die die hydrothermalen Uranlagerstätten im Erzgebirge zurückzuführen sind.

Trotz der weitflächigen Verbreitung der Diskordanzen nehmen die an sie gebundenen Uranvorkommen auf dem Hintergrund ausgedehnter Anomalien und Anomalienfelder jeweils nur verschwindend kleine Teilabschnitte ein. Offensichtlich ist die Möglichkeit ihrer Herausbildung an enge geologische Rahmenbedingungen geknüpft. So ist der beschriebene Vererzungstyp auf Bereiche mit terrestrischer Sedimentation über und solche mit tiefgreifender chemischer Verwitterung des Grundgebirges unter der Diskordanz beschränkt. Die erzführenden Schichtenprofile zeichnen sich durch scharfe Kontraste in ihren Gehalten an inkohlter organischer Substanz, in ihrer Durchlässigkeit für Untergrundwasser und durch eine intensive Überprägung durch zirkulierende Untergrundwässer aus. Die bedeutendsten Vererzungen dieser Art wurden in der sedimentären Umrahmung von angehobenen und tief bis zu ihren kristallinen Kernen abgetragenen alten geologischen Blöcken angetroffen. Die Erzbildung wird nachweislich von einer Vielzahl im Komplex zusammenwirkender Faktoren bestimmt. Als maßgebliche Einflußgrößen spielen eine Rolle

1. Die Tiefe und Intensität der chemischen Verwitterung des Fundamentes
2. Die lithofazielle und strukturelle Entwicklung der sedimentären Auflagerung zu einer effektiven geochemischen Migrationsbarriere
3. Der Uran-Fonds-Gehalt der zufließenden Untergrundwässer und deren Zirkulationsregime und
4. Die zeitliche Aufrechterhaltung der Zufuhr des im Grundwasser gelösten Urans in die Barriere.

Die überschlägigen Berechnungen haben gezeigt, daß bereits Gehalte in den Filtrationswässern von  $4 \cdot 10^{-6}$  g/l Uran zur Herausbildung einer Lagerstätte wie Königstein ausgereicht haben könnten (siehe Kap. 7.4.1). Diese Überprüfungen wie auch die durchgeführten Altersbestimmungen unterstreichen die Gültigkeit und Bedeutung des aktualistischen Prinzips von der kleinen Ursache und der großen Wirkung über den Faktor der Zeit auch für diese Kategorie der Erzbildung.

In der internationalen Fachliteratur werden die Uranvorkommen des Sandsteintyps [9, 11], denen auch die Lagerstätte Königstein zuzuordnen ist, mit der Aridität oder Semiaridität des in ihren Gebieten vorherrschenden Klimas in einen ursächlichen Zusammenhang gebracht. Die Uranlagerstätten des Sandsteintypes sind vorherrschend an die ariden und semiariden Klimazonen der Erde gebunden. Trockenheit begünstigt die Erhöhung der Konzentration von Uran und Sauerstoff in den Untergrundwässern und deren Eindringen in die Tiefe sedimentärer Becken. Die Urangelte solcher Wässer werden mit  $n \cdot 10^{-5}$  g/l, und damit um eine Zehnerpotenz höher liegend als in unserer humiden Zone, angegeben [13]. Die Aridität des Klimas bildet insofern eine Uranquelle für sich selbst.

Doch kommt eine solche für Königstein kaum in Betracht. Aus diesem Grunde wurden die Uranlagerstätten der sächsisch-böhmischen Kreide zuweilen als Besonderheiten hervorgehoben. Doch läßt sich gerade an ihnen die Austauschbarkeit einzelner Faktoren der Erzbildung belegen: Im Fall von Königstein die des klimatischen Faktors durch den einer lokalen Uranquelle in Gestalt uranreicher, im Einzugsgebiet der erzhaltigen Ablagerungen verbreiteter Gesteinskomplexe. Anstelle der Aridität des Klimas wird ein derartiges in Verwitterung und Abtragung begriffenes Objekt zur Vererzungsursache. Im räumlichen Zusammenhang mit einem solchen wird das Uran als typomorphes Mikro-Element in die terrestrische Sedimentogenese, Exodiagenese und Epigenese auch unter humiden Bedingungen einbezogen.

Im Unterschied zur böhmischen Seite der Kreideformation, aus der zu dieser Frage kaum Informationen vorliegen, sind auf der sächsischen Seite solche Beziehungen nicht zu übersehen. So sind die in der cenomanen Dresdener Senke befindlichen kleinen Uranvorkommen von Niederau und Leuteritz auf den an Uran und Thorium spezialisierten Syenit von Meißen, die Lagerstätte Königstein in der Pirnaer Senke auf den analog spezialisierten Granit von Markersbach und das in der Rosenthaler Senke an der Otto-Mühle lokalisierte Vorkommen auf eine kontaktmetamorphe Primärvererzung im angrenzenden Schiefergebirge zu beziehen. Teilweise ist in den Beziehungen ein Zusammenhang zwischen den Ausmaßen der Uranlieferanten und der Ausdehnung der zugehörigen Vererzungsflächen zu konstatieren. So ist z. B. die etwa 25 km<sup>2</sup> umfassende cenomane Anschnittsfläche des Markersbacher Granites mit einer ca. 5 km<sup>2</sup> großen und die punktuelle Rosenthaler Kontakt-Vererzung mit einer nur 7 400 m<sup>2</sup> ausgedehnten Vererzungsfläche verbunden. In beiden Fällen klingt mit wachsender Entfernung von ihren jeweiligen Ausgangsorten die Erzführung unter gleichbleibend günstigen lithologischen Bedingungen vollständig aus. Der Meißener Syenit spielt, außer für die genannten Vorkommen in der cenomanen Dresdner Senke, als Uranlieferant auch für die benachbarte Uranlagerstätte Gittersee-Bannewitz bei Dresden die ausschlaggebende Rolle. Lediglich erfolgte die an die unterpermischen Döhlener Schichten gebundene Vererzung auf einem tieferen stratigraphischen Niveau und, wie an Abb. 137 zu erkennen, in einer entsprechend älteren geologischen Periode. Die Uranführung nimmt den östlichen Rand des Döhlener Beckens ein, wo sie durch den Syenit umrahmt und zum Teil unterlagert wird. Die Lagerstätte befindet sich bezüglich der Uranquelle in einer zur Lagerstätte Königstein analogen paläogeographischen Position (Abb. 1).

Die reichsten sekundären Urananreicherungen Ostdeutschlands wurden in der Deckgebirgsumrahmung des Erzgebirgsantiklinoriums angetroffen. Hier sind sie bevorzugt an langlebige Zonen mit einer prä-, syn- und postsedi-

mentären tektonischen, magmatischen und hydrogeologischen Aktivität gebunden [26]. Die wichtigsten Lagerstätten in der Kreideformation haben sich an Kreuzungen des Elbelineaments mit tektonischen Querzonen entwickelt. Zum einen befinden sich die Vererzungen in Gestalt des großen nordostböhmisches Urangebotes in der Kreuzung von Elbelineamentes und Egertalzone und zum anderen in Gestalt des Königsteiner Erzfeldes in der Kreuzung des Lineamentes mit der Sayda-Berggießhübler Zone.

Die quer zur Kreidetafel streichende Pirnaer Paläosenke wird, wie aus Abb. 134 ersichtlich, als ein Bestandteil der Berggießhübler Zone aufgefaßt. Die Struktur schließt nach Westen die hydrothermalen erzbergischen Uranlagerstätten Niederpöpel, Bärenhecke und Kipsdorf sowie einen Hauptschwarm der osterzgebirgischen Porphyrgänge in sich ein. Die Gänge durchziehen nach Osten das Fundament der Paläosenke. Der durch Kreide größtenteils überdeckte erzbergische Markersbacher Granit ist in der variskischen Tektogenese in die Kreuzung von Berggießhübler Zone und Westlausitzer Störung intrudiert. Damit wurde die Ortsbindung der künftigen Lagerstätte Königstein vorgegeben. Der Granit übernimmt in metallogeneti-

scher Hinsicht eine mehrfache Funktion. Außer seiner Rolle als Hauptquelle für das Uran in der Lagerstätte zeigt er wegen seiner zur Umgebung geringeren Gesteinsdichte eine zeitweilige relative oder absolute Hebungstendenz. In diesem Zusammenhang lieferte er seinen uran- und thoriumhaltigen Abtragungsschutt in den südlichen Teil der kompensatorischen Pirnaer Paläosenke. Mit seinem hohen Anteil an Quarz und seiner Hebungsrhythmizität (Abb. 31) trug er zur Herausbildung der charakteristischen und vererzungsgünstigen Wechsellagerungsstrukturen der cenomanen Schichtenfolge bei: Zu einem vorteilhaften Anteilsverhältnis von grundwasserdurchlässigen Sandsteinkomplexen und grundwasserstauenden Ton-Schluffsteinschichten. Die in der Lagerstätte stark ausgeprägte, nordoststreichende und metallogenetisch wichtige Gesteinskluftung ist darüber hinaus auf die Beibehaltung der Hebungstendenz des Granites auch in der postcenomanen Periode und auf dadurch bedingte Zerrbewegungen zurückzuführen. Seine Neigung zur Hebung noch im Turon geht aus einem durch seinen Aufwölbungsscheitel gelegten Bohrlochprofil hervor. In dieser Zone, die die Lagerstätte nach Osten begrenzt, ist das turonische Deckgebirge, wie aus Abb. 147 zu entnehmen, sichtlich ausgedünnt.

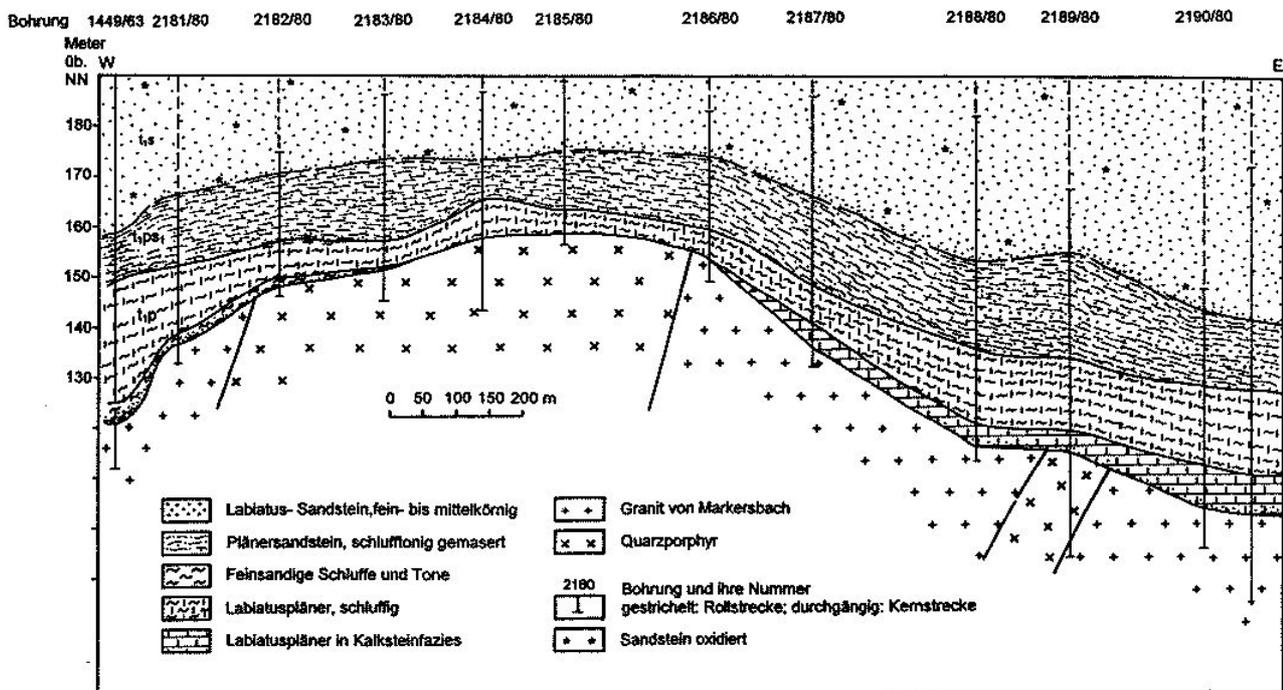


Abb. 147: Schnitt durch die granitische Grundgebirgshochlage („Königsteiner Halbinsel“) am Ostrand der Lagerstätte Königstein (= Fortsetzung des Erkundungsprofils Nr. 46, vgl. Abb. 48)

Das zur Lagerstättenbildung erforderliche Uran wurde aus den verwitterten und in Hebung begriffenen, hauptsächlich granitischen Grundgebirgsgesteinen freigesetzt. In Untergrundwässern gelöst, wurde es noch innerhalb der Zersetzungs- und Abtragungsprodukte seiner eigenen Ausgangsgesteine wieder ausgeschieden. An den adsorbierenden und reduzierenden Stauhorizonten und Kluftflächen der als Migrationsbarriere wirkenden cenomanen Schichtenfolge reicherte es sich auf der Grundlage sich herausbildender stabiler hydrogeologischer Zirkulationsregimes zu den beschriebenen unterschiedlichen Erzkörpern an.

Die Freisetzung von Uran aus dem Granit und seine Wiederabscheidung an dessen Alluvionen ist auch derzeit, rezent erfolgend, nachweisbar. Sumpfig-moorige Flächen über Markersbacher Granit erstrecken sich längs des westlichen Fußes des „Großen Horns“. Sie umsäumen oberhalb von Bad Gottleuba die granitische Erhebung und sind von kleinen radioaktiven Anomalien durchsetzt. Radium und Uran werden hier aus sumpfigen Wässern an den schluffigen und organischen Bestandteilen des alluvialen granitischen Gruses abgeschieden. Sie reichern sich über die Werte ihrer Hintergrundgehalte hinaus an.

## 9 Bergwerk und Sanierungsbetrieb Königstein (Nach Autoren der Wismut GmbH, aus Beiträgen zur Betriebschronik und zur Sanierungskonzeption 1997)

### 9.1 Kurzer Abriss der Vorrats- und Betriebsentwicklung

Gegen Ende 1965 war im Netz der übertägigen Bohrungen von 200x100 bis 100x100 und lokal bis 100x50 Meter die Abbaukontur der Lagerstätte nahezu vollständig ausgegliedert. 1966 wurde mit der untertägigen Detail-Erkundung der Erzführung und schon 1967 mit der Erzförderung begonnen. Der Weg der Entwicklung des Bergbaues wurde von ständigen Korrekturen an der Vorratsbasis bestimmt. Die rasche Aufnahme des Abbaus ist auf einen zunächst angenommenen Uranvorrat auf der Grundlage der Bohrerkundung von höchstens 12-15 kt zurückzuführen. Seine Gewinnung war ursprünglich für eine Zeitdauer von 10 Jahren geplant. Der bergmännische Aufschluß der Lagerstätte ging von ihrem Zentrum aus. Hier wurde bei der betrieblichen Detailerkundung die besondere Bedeutung der reichen, an die Gesteinsklüftung der cenomanen Schichtenfolge gebundenen Vererzung erkannt. Deren Ausmaß war in den übertägigen Bohrungen nicht zum Ausdruck gekommen. Die Kluftvererzung erweiterte die Vorratsbasis auf 18-20 kt Uran und die Lebensperspektive des Betriebes um weitere 5 Jahre.

Der Abbau der Lagerstätte war überstürzt und von ihren reichen zentralen Teilen ausgehend begonnen worden. In-

dem er sich allmählich in Richtung der Flanken der Lagerstätte verlagerte, war es nicht zu vermeiden, daß seit dem Ende der siebziger Jahre mit einer Verarmung der Fördererze (Abb. 149) der Betrieb in eine Existenzkrise geriet. Indessen hatten sich aus den Erfahrungen der Schachtwasserreinigung schon frühzeitig Hinweise auf die gute Auslaugbarkeit des Urans aus seinen sandigen Wirtsgesteinen ergeben. Die diesbezüglichen Erkenntnisse wurden schon bald vertieft und in praktische Laugungs-Experimente umgesetzt. Die erprobten Technologien eröffneten die Möglichkeit, der einsetzenden Verarmung der Lagerstätte mit einem neuartigen und kostensenkenden Gewinnungsverfahren zu begegnen. Der Bergbau wurde in eine chemische Urangewinnung überführt. Dazu wurden am Anfang der achtziger Jahre die verbliebenen Erzvorräte neu bewertet. Im Ergebnis der nun erlaubten Einbeziehung auch von Armerzen der Außerbilanz-Kategorie in die neuen Berechnungen wurde ein Vorratszuwachs von 8-10 kt Uran erzielt. Damit erhöhte sich der Gesamtvorrat der Lagerstätte auf 27.813 kt gewinnbaren Urans (Abb. 150). Die voraussichtliche Existenz des Bergwerkes schien damit bis über die Jahrtausendwende garantiert.



**Abb. 148:** *Selbstfahrendes Bohrgerät vom Typ SIF-300. Mit diesen Maschinen wurde die Lagerstätte aufgesucht und vorerkundet. Foto: J. KUGLER*

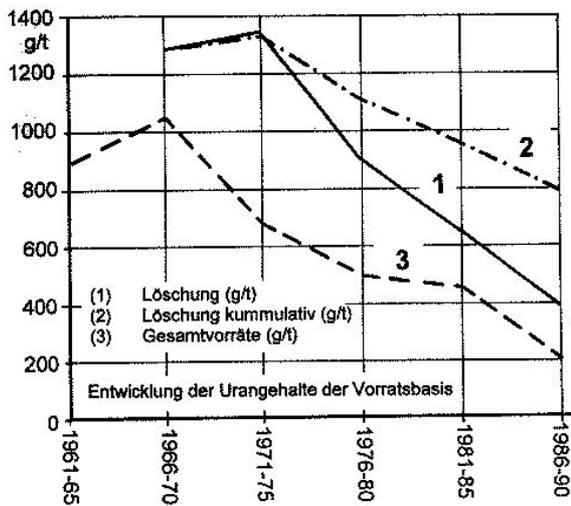


Abb. 149: Entwicklung der Urangelhalte (g/t) in der Vorratsbasis von 1961-1995

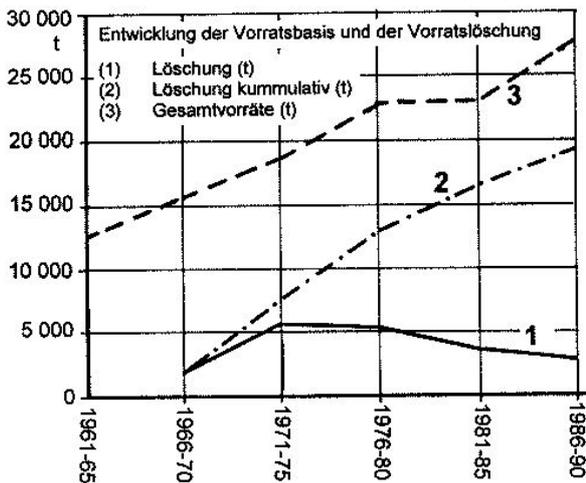


Abb. 150: Vorratsentwicklung 1961-1995

Abb. 151:  
Schacht „387“, als erster von insgesamt 5 Schächten im Jahre 1964 abgeteuft, südlich Nikolsdorf, Ostrand Nikolsdorfer Wände, am Forsthausweg.  
Foto: Wismut GmbH (Cs 487/14), Abt. Öffentlichkeitsarbeit

Die Umstellung des Bergwerkes auf die ausschließlich chemische Urangewinnung durch seine „in situ“-Auslaugung aus dem Grubengebäude erfolgte 1984. Eine nochmalige Verlängerung der Lebenserwartung des Betriebes bis über die Jahrtausendwende versprach zuletzt die zunehmend bessere Beherrschung und Ausnutzung der technologischen Eigenschaften der Vorräte. Die Vervollkommnung der Laugungstechnologie ermöglichte es, bisherige Außerbilanzerte, Verluste aus dem konventionellen Abbau und Sandsteine mit nur geringen Urangelhalten, mit in die chemische Gewinnung einzubeziehen.

Das Bergbaugebiet ist in einer Übersichtskarte (Abb. 153) dargestellt (Hauptbetriebsgelände mit Hauptschachtkomplex, Bergehalde „Schüsselgrund“, Auflandebecken u. a.). Das Hauptbetriebsgebäude wurde ab 1964 nördlich Leupoldishain in unmittelbarer Nähe der Bundesstraße 172 angesiedelt (Abb. 154, 155). Da aufgrund des Höhenunterschiedes keine direkte Anschlußmöglichkeit zur Deutschen Reichsbahn bestand, wurde der 7 km entfernte Bahnhof Pirna-Rottwerndorf als zentraler Erzverlade-Umschlagplatz ausgebaut. Am 01.03.1967 wurde eine Lastenseilbahn für den Erztransport vom Hauptschachtkomplex zum Verladebahnhof in Betrieb genommen (Abb. 156). Bis 1967 wurden zur Vervollständigung der für den künftigen Bergbau notwendigen Infrastruktur folgende Bauteile geschaffen:

1. Wege- und Straßenbau in der Ortslage Leupoldishain-Nikolsdorf
2. Zentrales Umspannwerk in Leupoldishain
3. Verdichterstation in Nikolsdorf
4. Trinkwasser-Versorgung Königstein-Hütten
5. Abwasserleitung mit Klärbecken zur Biela
6. Provisorische und endgültige Verwaltungsgebäude im Hauptbetriebsgelände
7. Bergarbeiterwohnunterkünfte in Leupoldishain



**Abb. 152:**

**Schacht „398“, 1970 abgeteuft, nördlich Langenhennersdorf, Breite Heide, hauptsächlich als Wetterschacht genutzt.**

**Foto: Wismut GmbH, Abt. Öffentlichkeitsarbeit (C 368/17)**



8. Bunkergruppe am Bahnhof Pirna-Rottwerndorf zur Waggonbeladung
9. Fuhrpark zum Personen- und Gütertransport mit Wartungskomplex
10. Materiallagerplätze
11. Zentrale Versatzanlage, Inbetriebnahme am 1.5.1967
12. Aufschluß des Sandtagebaus „Richterhügel“

Gleichzeitig wurde mit dem untertägigen Aufschluß der Lagerstätte begonnen. Am 02.02.1964, gerade ein Jahr nach der fündigen Bohrung Nr. 1210, wurde mit der Teufung für den ersten Schacht „387“, an den Nikolsdorfer Wänden (Abb. 151) und am 23.03.1964 mit der Teufung für den 2., weiter nördlich im Hauptbetriebsgelände gelegenen Schacht „388“ angefangen. Zielstellung war, schnellstmöglich eine untertägige Verbindung zwischen beiden, 150 Meter voneinander entfernten Schächten über die projektierte Sohle 94 m NN herzustellen. Ab September 1965 wurde als erste untertägige Strecke der Querschlag 94-3 aus dem Füllort von Schacht 387 nach Norden aufgefahren (Abb. 159). Die Anbindung des Querschlages an Schacht „388“ war im Juni 1966 hergestellt. Damit waren aus bewitterungstechnischer Sicht die Voraussetzungen für eine Forcierung der Bergarbeiten geschaffen. Mit diesem und dem nachfolgend aufgefahrenen Querschlag 94-1 wurde das erste Uranerz aufgeschlossen und umfassend untersucht. Weitere Einblicke in die geologischen Verhältnisse der Lagerstätte gestatteten im gleichen Jahr die Erkundungsstrecken E<sub>1</sub> und E<sub>2</sub>, die aus dem Querschlag 94-3 zum einen nach Osten in den 1. und zum anderen nach Westen in den 2. Erzhorizont getrieben wurden. Zugleich wurde mit der Auffahrung der Feldstrecke 94-1 aus dem Querschlag 94-3 nach Westen eine Verbindung zum Querschlag 94-1 hergestellt. Die Strecke diente

1966 als Grundsohlen-Grubenbau zur Vorrichtung des 1., noch experimentell betriebenen Abbaublockes im 1. Erzhorizont, bis Anfang 1967 die eigentliche Erzförderung begann.

Den Vortriebsarbeiten folgte die Detailerkundung der Lagerstätte. Die Erkundung wurde mit einem letztlichen Gesamtaufwand von 24,4 km summarischer Streckenauffahrung und ~183 km summarischer untertägiger Bohrung in einer Netzdichte von 80x160 m im Streichen der Lagerstätte durchgeführt. Sie diente der Überführung von C<sub>2</sub>- in die C<sub>1</sub>-Vorräte. Darüber hinaus wurden die zum Abbau vorzurichtenden Erzblöcke mit einem Gesamtaufwand von 70 km Strecken- und 163 km Bohrmetervortrieb im Netz von 30x40 m untersucht und in industrielle Vorräte überführt. Die hohen Aufwendungen waren durch die engräumige Veränderlichkeit der Erzführung bedingt.

Alle der geologischen Erkundung dienenden Grubenbaue und Bohrungen wurden im Maßstab 1 : 200 bzw. 1 : 100 geologisch und radiometrisch dokumentiert. Die Aufzeichnungen und Meßergebnisse wurden zur Ergänzung des markscheiderischen Rißwerkes (Sohlenpläne im Maßstab 1 : 500) in Blockkarten (Maßstab 1 : 200) zusammengefaßt. Der im Ergebnis der Erkundung nachgewiesene Vorrat von ca. 28 kt Uran bei einem durchschnittlichen Urangehalt des Erzes von 600 g/t bedeutete eine Verdoppelung der in der Vorerkundung mit 12-15 kt angegebenen Menge. Die erhebliche Abweichung ist auf die bei der Vorerkundung mit übertägigen Bohrungen nicht überschaubar gewordenen komplizierten geologischen und geochemischen Bedingungen in der Lagerstätte und auf die erst später geschaffenen Voraussetzungen, auch Armerze in die Gewinnung mit einzubeziehen, zurückzuführen.

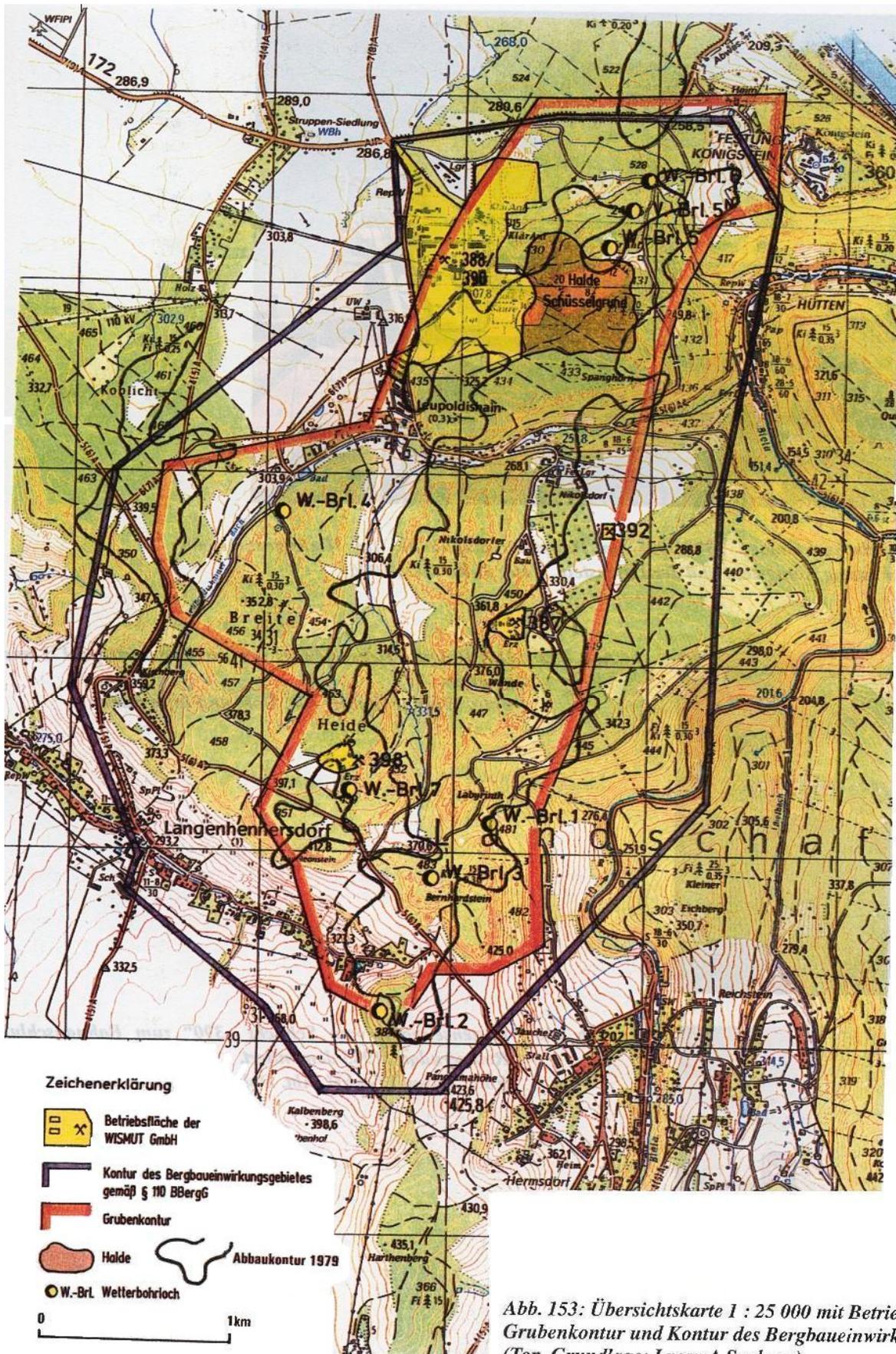
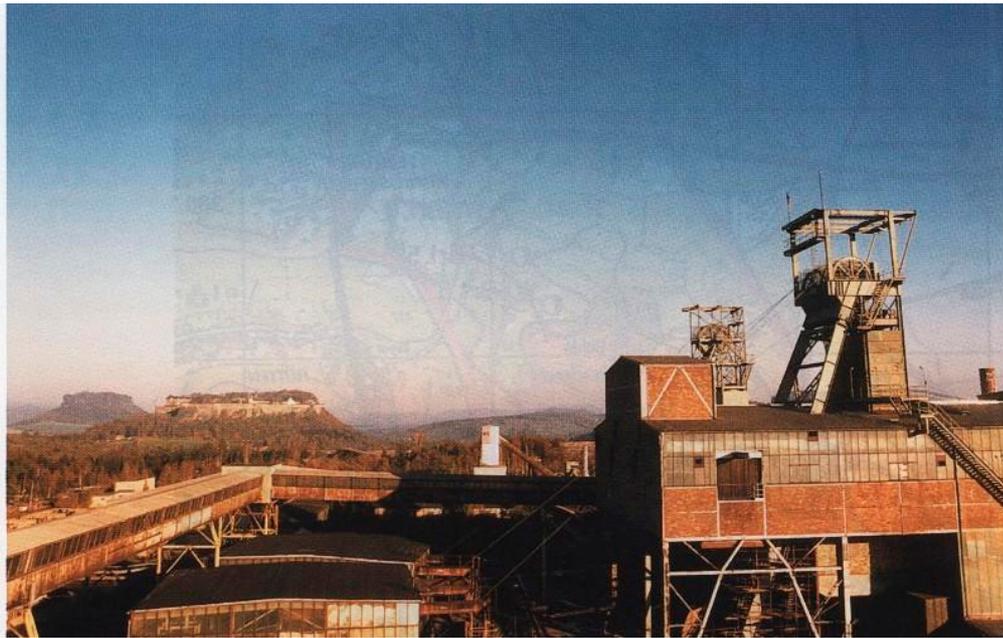
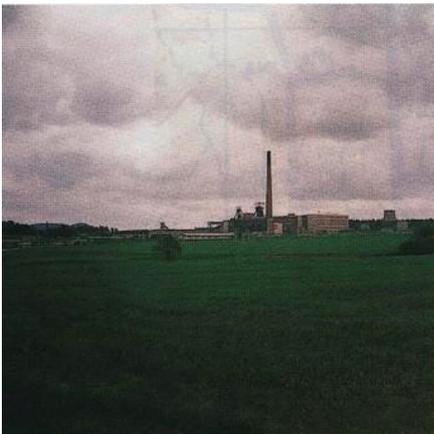


Abb. 153: Übersichtskarte 1 : 25 000 mit Betriebsflächen, Grubenkontur und Kontur des Bergbaueinwirkungsgebietes (Top. Grundlage: LvermA Sachsen)



**Abb. 154:** *Doppelschachtanlage „388/390“ im Hauptbetriebsgelände. Im Hintergrund links die Festung Königstein und der Lilienstein. Foto: J. KUGLER, 1996*



**Abb. 155:** *Das Hauptbetriebsgelände, von der Bundesstraße 172 aus gesehen.  
Foto: Wismut GmbH; Abt. Dok. und Information*



**Abb. 156:** *Lastenseilbahn vom Schacht „390“ zum Bahnanschluß Rottwerndorf, 1985 demontiert.  
Foto: Wismut GmbH, Abt. Dok. und Information*



**Abb. 157:** *Wetterbohrloch Nr. 5: Hirschstange/Teufelsgrund, nach 1979 zur Verbesserung der wettertechnischen Bedingungen gemeinsam mit 6 weiteren Wetterbohrlöchern angelegt und später aufgerohrt.*

*Foto: J. KUGLER, 1996*

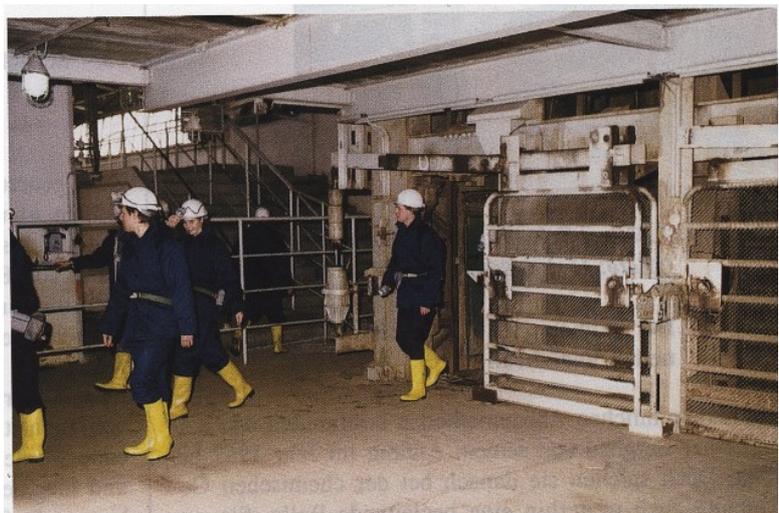
17810 t Uran wurden bis 1990 vom vorhandenen Gesamtvorrat gewonnen (Abb. 150). Davon wurden 12058 kt konventionell durch den Abbau von Erzen mit Urangehalten von >300 g/t und der Rest, 5752 t, durch Auslaugung des Urans aus Erzen mit Gehalten von <300 g/t erzielt.

Mit der Änderung des gesellschaftlichen Systems auf dem Gebiet der DDR wurden neue vertragliche Regelungen zwischen den Regierungen der Bundesrepublik und der UdSSR zur Beendigung der Tätigkeit der SDAG Wismut getroffen. Diese Festlegungen sowie die ungünstiger gewordenen geologischen Bedingungen, die gefallenen Weltmarktpreise für Uran und dazu der Wegfall der staatlichen Stützung der Uranproduktion führten letztendlich zur Entscheidung, den Bergbau 1990 einzustellen. Gleichzeitig wurde mit der Sanierung des Bergwerkes zur Abwendung möglicher Umweltschädigungen nach seiner Stilllegung begonnen.

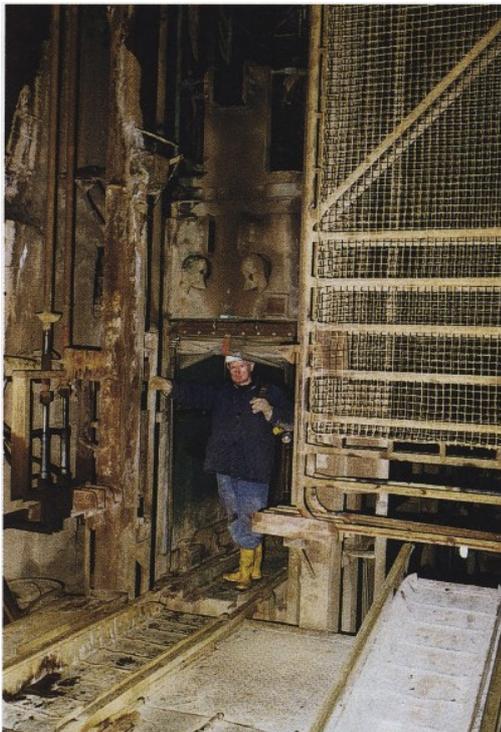
Am Ende der sechziger Jahre stieg die Zahl der Beschäftigten auf über 2000 und weiter bis 1980 auf maximal 2349 (davon 460 Hauer). Von da an wurde sie rückläufig. 1986 waren es noch insgesamt 2043 Arbeitskräfte (davon 372 Angestellte), 1990 noch 1638 und 1998 noch 661.

**Abb. 158:** *Hängebank von Schacht „388“ im Hauptbetriebsgelände.*

*Foto: H. LAUSCH, 1996*



**Abb. 159:** Querschlag 94-3 auf der +94 m-Sohle.  
Foto: J. KUGLER, 1996



**Abb. 160:** Füllort Schacht „388“, +94 m-Sohle  
Foto: H. LAUSCH, 1996

## 9.2 Der Abbau der Lagerstätte im konventionellen Verfahren

Die herkömmlichen Abbaumethoden bestimmten den Königsteiner Bergbau von seinem Anfang im Jahr 1967 bis 1984. Doch spielten sie danach bei der chemischen Gewinnung auch weiterhin eine begleitende Rolle. Sie unterteilen sich in die nachfolgend kurz beschriebenen Verfahren der Aus- und Vorrichtung der Lagerstätte, der Erzgewinnung, der Wasserhaltung, der Grubenbewetterung und des Hohlraumversatzes.

Die Ausrichtung der mit etwa 3° nach Norden einfallenden Lagerstätte erfolgte durch 5 Tagesschächte, 7 Wetterbohrlöcher und 4, je auf dem NN-Niveau von +25 m, +50 m, +94 m und +135 m aufgefahrenen Sohlen.

Als Schächte wurden geteuft:

1. Schacht 387: Teufbeginn 1964, mit Anschluß der Sohle +94 m
2. Schacht 388: Teufbeginn 1964, mit Anschluß der Sohle +94 m
3. Schacht 390: Teufbeginn 1967, mit Anschluß der Sohle +94 m, als Füllortkomplex in Verbindung mit Schacht 388 und den Sohlen 50 m und 25 m
4. Schacht 392: Teufbeginn 1968, Abwetterschacht bis zur +94 m-Sohle, ohne Füllortkomplex
5. Schacht 398: Teufbeginn 1970, mit Anschluß der Sohlen +135 m und +94 m, mit Füllortkomplexen

Zum generellen Ausrichtungsschema gehörten auf den 4 Sohlen annähernd in Nord-Süd-Richtung in Abständen von 100 bis 400 m verlaufende Querschläge und im Abstand von 80 bis 500 m in West-Ost-Richtung angelegte Feldstrecken. Als Verbindung von den Schächten zu den Grubenbauen wurden außerdem Richtstrecken aufgefahren, die z. T. die Funktionen von Feldstrecken übernahmen. Andererseits waren Querschlägen auch die Aufgaben von Richtstrecken zugewiesen. Die Ausrichtungsgrubenbau wurden überwiegend im Liegenden der Lagerstätte und hier bevorzugt im standfesten kristallinen Grundgebirge aufgefahren. Sie wurden von 1965 (Querschlag 94-3) bis noch hinein in das Jahr 1990 praktiziert. Ihre Durchführung richtete sich nach dem Bedarf von Feldesteilen für die Gewinnung. Daraus ergab sich, daß auf den einzelnen Sohlen Ausrichtungs-, Vorrichtungs- und Abbauarbeiten

nebeneinander her zu verlaufen pflügten. Eine ursprünglich noch vorgesehene 5. Sohle im NN-Niveau -20 Meter zum Aufschluß des Erzfeldes Thürmsdorf wurde nicht mehr angelegt. Die dazu begonnene Auffahrung des Falorts aus dem Querschlag 25-0 der 25 m-Sohle wurde, ohne ihre Endteufe erreicht zu haben, im Jahr 1990 eingestellt. Der Feldesteil Thürmsdorf war zur chemischen Gewinnung vorgesehen. Eine dazu erforderliche experimentelle Blocklaugung hatte man mit Erfolg am Nordrand der Sohle 25 m bereits 1989 durchgeführt. Im Zeitraum von 1978 bis 1988 wurden zur Ausrichtung des ebenfalls zur Auslaugung bestimmt gewesenen Erzfeldes Pirna Vortriebe aus den Feldstrecken 94-12 und 94-7 der 94 m-Sohle nach Nordwesten und eine Richtstrecke aus der 25 m-Sohle nach SW (Zugang Pirna) aufgefahren.

Die 7 Abwetterbohrlöcher wurden von 1979 bis 1986 zur Verbesserung der wettertechnischen Bedingungen im Grubengebäude in Teufen von 203,7-254 m niedergebracht. Ihr Durchmesser betrug in der ersten Ausbauphase 1,20 m. Im weiteren Ausbau wurde er bis zum jeweiligen Abwettergrubenbau (im allgemeinen bis zum Erzhorizont) im Nachschnitt auf 2,4 m erweitert. Die Bohrlöcher wurden aus den untertägigen Grubenbauen heraus nach oben getrieben. Ihre Gesamtlänge erreicht einschließlich der Bohrkammern 1612,5 m.

Allen horizontalen Ausrichtungsgrubenbauen, mit Ausnahme von Sonderauffahrungen (Rohrstrecken, Umschlagplätzen, Wetterstrecken, Versatzstrecken) und der Materialrampe im Bereich des Schachtes 398 waren mehrere Funktionen zugeordnet. Sie dienten gleichzeitig der Fahrung, der Förderung, dem Materialtransport, der Frischwetterzuführung und der Verlegung von Rohren für Druckluft, Betriebswässer, Abwässer, von Aufgabe- und Rücklaufleitungen zur chemischen Gewinnung, von Hoch- und Niederspannungskabel sowie von Informationsleitungen für Telefon und Steuerung der chemischen Gewinnung. Außerdem waren in den Hauptfördergrubenbauen Fahrleitungen für Oberleitungslokbetrieb installiert. Die Auffahrungen erfolgten im Prinzip ein- oder zweisträngig gleisgebunden, entsprechend den gültigen und von der Bergbehörde (jetzt Bergamt) bestätigten Kombi-natsstandards der Wismut (KSW). Nur in Ausnahmefällen ausbaufrei, wurden in Abhängigkeit von der Standfestigkeit des Gebirges folgende Ausbauten angewandt:

1. Spritzbetonausbau mit und ohne Ankerung (als Hauptmethode im standfesten Gebirge)
2. Stahlbogen- und Stahltürstockausbau (in Abschnitten mit geringer Standfestigkeit)
3. Holztürstockausbau (für Grubenbaue mit kurzer Lebensdauer)

Für die Auffahrungen im gleisgebundenen Vortrieb wurden eingesetzt:

1. stützengeführte Handbohrgeräte, später Gleisbohrwagen (GBW)
2. Wurfschaufellader Typ PML 63, später solche der Baureihe LWS

Die Gesamtlänge der Ausrichtung betrug 77,1 km. Davon entfielen 61,3 km auf Horizontal- und 15,8 km auf Vertikalvortrieb.

Die Vorrichtung der Lagerstätte zu ihrem Abbau erfolgte über vertikale Grubenbaue zur Verbindung von Ausrichtungssohle und Abbauniveau und über horizontale Auffahrungen im Abbauniveau. Die ersteren dienten für Fahrung, Förderung, Materialversorgung und Wetterführung. Sie bildeten die Ausgangsstellen für die Auffahrung der horizontalen Vorrichtungsbaue in den jeweiligen Vererzungsniveaus. Die horizontalen Auffahrungen wurden in die rechtwinklig zueinanderliegenden VS-Strecken (Vorrichtungsstrecken, streichend) und VF-Strecken (Vorrichtungsstrecken, fallend) unterteilt.

Die VS-Strecken wurden im Streichen der Erzhorizonte, nahezu in Ost-West-Richtung und in Abständen von 40 m aufgefahren. Sie hatten nur z. T. bergtechnische Bedeutung und dienten hauptsächlich zur Präzisierung der Vorratslage. Die rasche Veränderlichkeit der Erzlager nach Uranführung und Mächtigkeit machten vor dem Beginn der Gewinnungsarbeiten eine eingehende Bemusterung der vorgerichteten Abbaublöcke erforderlich. Aus diesen Auffahrungen wurden daher Untersuchungsbohrungen bis zur Hangend- und Liegendgrenze der produktiven Serie getrieben und Schlitzproben aus Bohrkernen und Erzstößen zur quantitativen Uranbestimmung entnommen. Die Bohrungen und Schlitzprobenentnahmen erfolgten in Abständen bis 10 m und dienten der bereits erwähnten industriellen bzw. betrieblichen Erkundung. Einfache radiometrische Gamma-Messungen reichten aufgrund des häufig gestörten Gleichgewichtes zwischen Radium und Uran in den Erzhorizonten zur Bestimmung der tatsächlich vorhandenen Urankonzentration nicht aus. Die Messungen mußten folglich durch chemische Analysen ergänzt und jedes 3. Bohrloch mit Kerngewinn gestoßen werden. Der Anteil dieser zur Abbau-Erkundung ausgeführten Auffahrungen und Bohrungen machte mehr als 45 % der gesamten Vorrichtung aus.

Die VF-Strecken wurden im Abstand von 30-200 m im Einfallen der Lagerstätte süd-nordgerichtet aufgefahren. Sie waren im Regelfall die Ausgangsorte für die Auffahrung der Abbaue. Zur eindeutigen Definierung der VS- und VF-Strecken wurde über die gesamte Lagerstätte ein Gitternetz (Raster) im Abstand von 30 m für VF-Strecken und von 40 m für VS-Strecken gelegt. Als Ausgangspunkt für dieses Netz wurde das Streckenkreuz von Querschlag 94-3 und Feldstrecke 94-1 der Sohle +94 m festgelegt. Nördlich des Kreuzes liegende VS-Strecken wurden mit

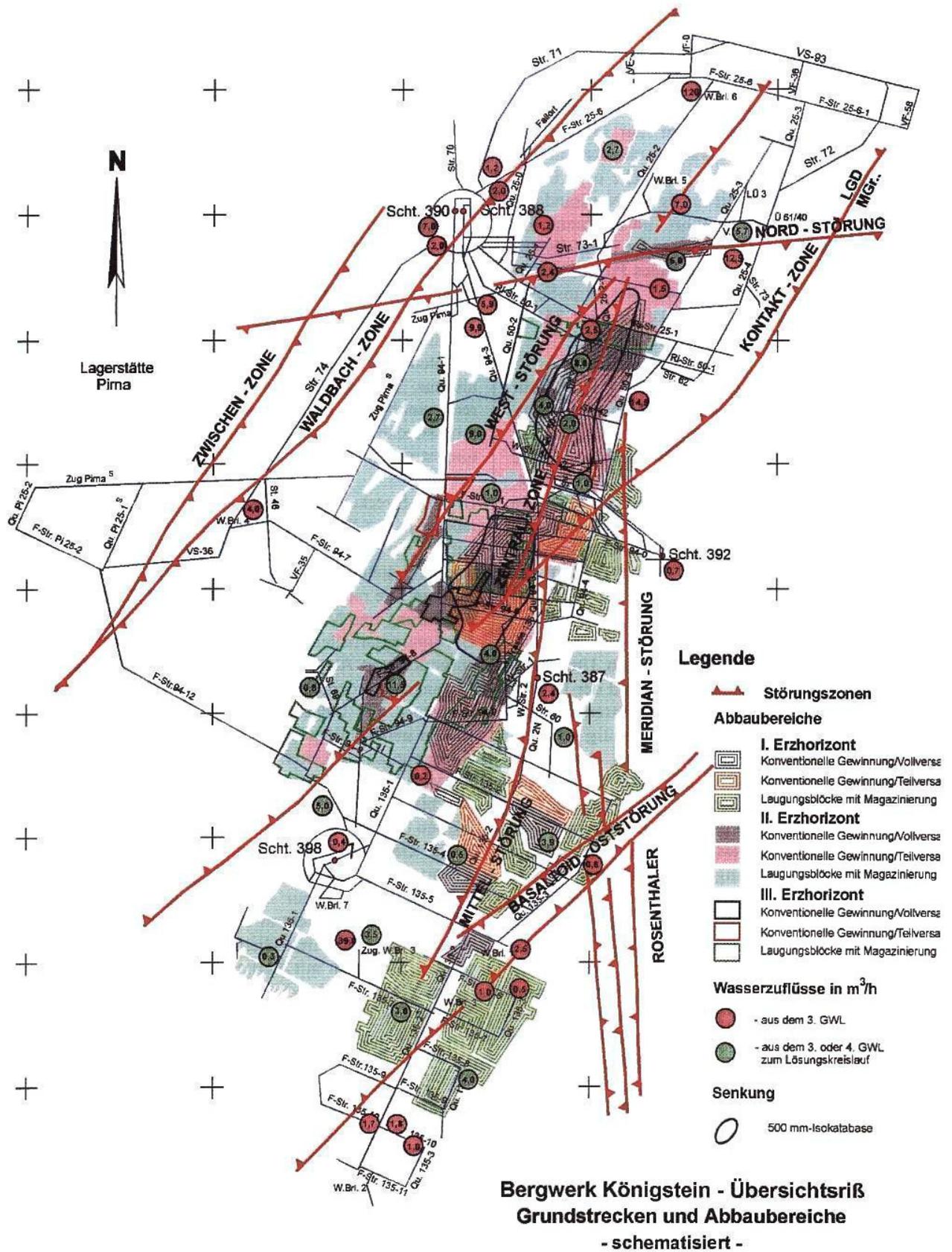
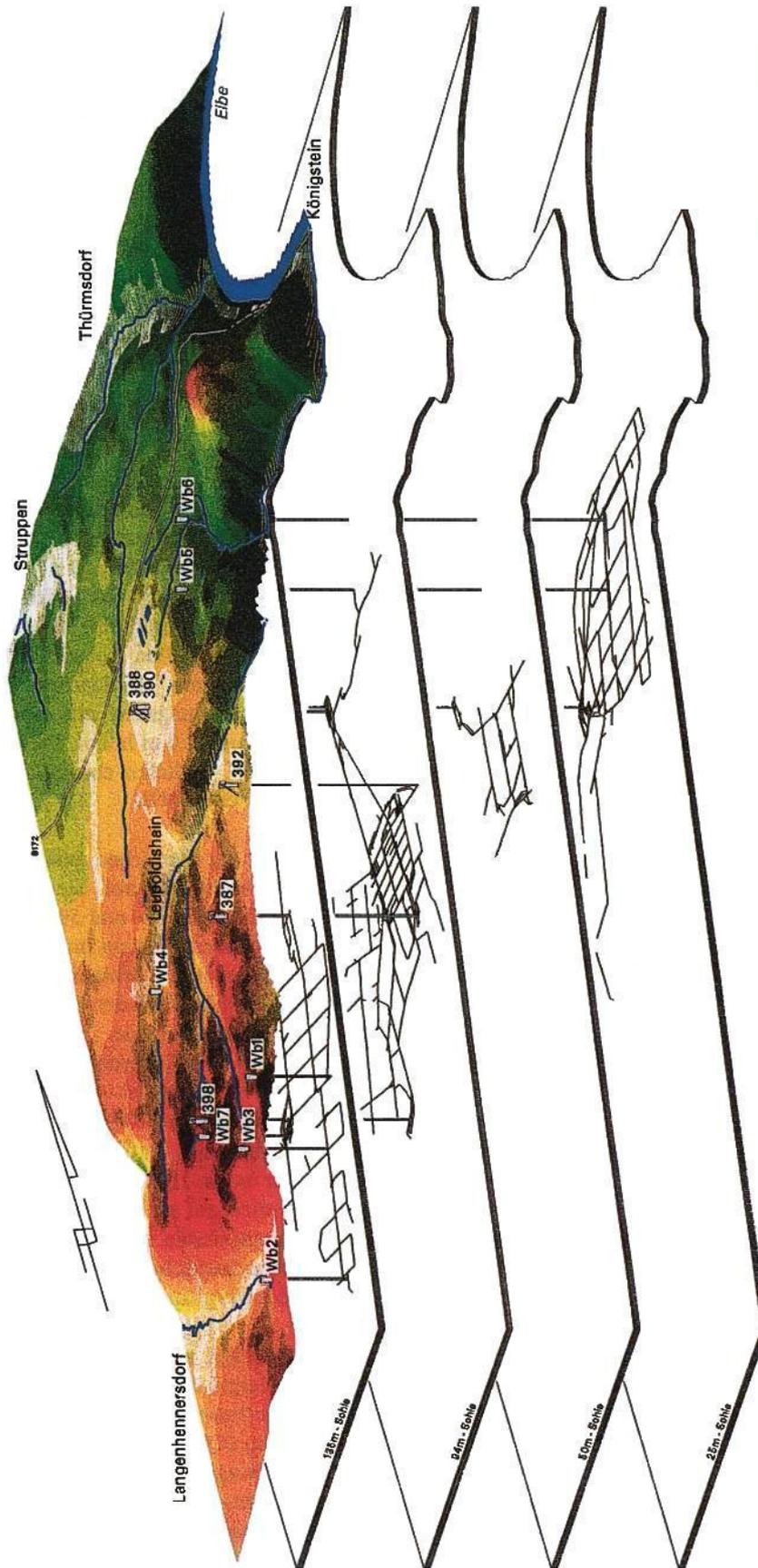


Abb. 161: Übersichtsriß, Sanierungsbetrieb Königstein



<b>WISMUT</b>	
Sanierungsbetrieb Königstein Betriebsteil Königstein	
Darstellung des Grubengebäudes	
Mitarbeiter:	Stand:
08.06.96	1996
Datum:	Fachl. Bearbeitung:
08.06.96	SBK Abt. UW6
	GIS-Bearbeitung:
	Abt. T.3.2 Dipl.-Ing. H. Reech

Hergestellt durch WISMUT GmbH T.3.2 Umweltsanierung/Dezernatmanagement  
Copyright (C) by WISMUT GmbH 1996

max. Ausdehnung des dargestellten Gebietes: 5km \* 7km

Höhendarstellung unmaßstäblich verzerrt

Darstellung auf der Grundlage des DTM/745 mit Gleichrichtung des  
Landsanierungsplans. Berechnungen: DIN V 40198  
Änderungen und statische Erweiterungen durch den Herausgeber.  
Jede Verdrückung basiert auf der Ellipsoid der Landesvermessungsamt  
Bathan.

Abb. 162: Schema zum Grubengebäude

aufsteigenden ungeraden und südlich davon liegende mit aufsteigenden geraden Nummern bezeichnet. Die über der Feldstrecke 94-1 liegende VS-Strecke 1 wurde als Ausgangsauffahrung gewählt. Bei der entsprechenden Einteilung der VF-Strecken wurde von der über dem Querschlag 94-3 liegenden VF-0 ausgegangen. Nach Westen wurden die Strecken aufsteigend ungeradzahlig und nach Osten aufsteigend geradzahlig nummeriert.

Die Auffahrungen zur Vorrichtung des 2. Erzhorizontes gestalteten sich kompliziert in Gebieten mit fehlender Drainage des 4. Grundwasserleiters. Dessen liegender Wasserstauer wurde bei den Vortrieben in den 2. Erzhorizont in Gestalt des Wurmsandsteins angerissen. Diese Vortriebe gefährdeten die Grube im Falle des Vorliegens der überlagernden Unterquader-Sandsteinbank als Lockersand. Bei der Durchörterung solcher Bereiche kam es zu Verbrüchen mit manchmal erheblichem Sandauslauf. Das Ausmaß von einigen Verbrüchen war so groß, daß die Grubenbaue in diesen Richtungen eingestellt werden mußten.

Im Zeitraum von 1966 (Beginn der Vorrichtung) bis zur Einstellung des Abbaus am 31.12.1990 wurden einschließlich für die chemische Urangewinnung 340,7 km an Vorrichtung aufgeföhren. Die Auffahrungen unterteilen sich in

103,4 km - konventionelle Vorrichtung
212,9 km - Laugungsvorrichtung
24,4 km - geologische Detail-Erkundung

Außerdem wurde in der gleichen Zeit ein Gesamtumfang an untertägigen Bohrungen von 5 539,4 km erbracht. Davon entfallen auf

Sprenglochbohrungen	47,9 %	(2653,4 km)
Aufgabebohrungen zur Blocklaugung	24,7 %	(1368,2 km)
Drainagebohrungen	17,4 %	(963,9 km)
Technische Bohrungen	6,7 %	(371,1 km)
Bohrungen zur geologischen Erkundung	3,3 %	(182,8 km)
(1/3 von ihnen gekernt)		

Als Abbauföhren wurde, den geologischen Bedingungen und bergmechanischen Voraussetzungen am besten entsprechend, vorherrschend der ein- und mehrscheibige Kammer-Pfeiler-Bau mit selbsthärtendem Versatz oder Hermetisierung des offenen Abbauraumes angewandt. Aus den im Einfallen der Lagerstätte aufgeföhrenen Vorrichtungsstrecken (VF) wurden als Abbaue im Erstvertrieb Kammern mit folgenden Abmessungen angelegt:

Breite: 3,0 m bis 6,0 m (Regelfall 3,5 bis 4,0 m)
Höhe: 2,3 m bis 5,0 m (Regelfall 3,0 bis 4,0 m)

Die Länge der Kammern und Pfeiler wurde von der jeweiligen Vererzungssituation und der einzusetzenden Technik bestimmt. Sie betrug bis 120 m, gewöhnlich aber 60 Meter. Die Hohlräume wurden mit selbsthärtendem Versatz (Mischbinder, Braunkohlenasche, Sand) verfüllt und danach die zwischen den Kammern verbliebenen Pfeiler ebenfalls abgebaut und versetzt. An Stellen mit hohen Erzmächtigkeiten, wie sie bevorzugt im 3. Erzhorizont und in den Klüftungszonen der Lagerstätte angetroffen wurden und örtlich 20 Meter überstiegen, wurde in mehreren Scheiben und jeweils fortschreitend vom Hangenden zum Liegenden abgebaut. So wurde im Zentralteil der +94 m-Sohle zunächst der 1. Erzhorizont mit der 1. Scheibe und nach derem vollständigen Versatz der 2. Erzhorizont (Wurmsandstein) mit der 2. Scheibe gewonnen. Darunter schlossen sich im Bereich der terrestrischen Zuflußsenken mit dem 3. Erzhorizont eine 3. und gegebenenfalls noch 4 weitere Scheiben an (Abb. 57). An derartigen Stellen nahm der Kammer-Pfeiler-Bau weitungsartige Formen an. Versuche, geringmächtige Lagerstättenteile vom 1. und 2. Erzhorizont im Strebbaue mit Versatz, im Streb-Pfeilerbaue oder Strebbruchbaue zu gewinnen, bewährten sich nicht und blieben auf je einen experimentellen Abbaublock beschränkt. Versuche, Kammerbaue mit schlitzartiger Pfeilergewinnung, eine Art von Weitungsbaue mit geringer Mächtigkeit, aus 1,8 m breiten und 2,0 m hohen Kammern im 2. Erzhorizont zu betreiben, verliefen ebenfalls ohne Erfolg und wurden bald wieder eingestellt.

Abbaue-Komplikationen traten an Bereichen mit verringerter Festigkeit der Erz-Dachschichten auf. Sie ereigneten sich im 1. Erzhorizont auf der 135 m- und 50 m-Sohle und unter versandetem Unterquadersandstein im 2. Erzhorizont. Sie häuften sich an Abbaue mit tektonischen Störungen (z. B. Nordstörung im Nordfeld der Lagerstätte) und Vulkanitdurchbrüchen (Basaltoidzone im Südfeld). Eine große Rolle spielte dabei das Verbruchsgeschehen. Erfafßt ab 3 m<sup>3</sup>, kam es von Anbeginn der Abbauearbeiten bis zu ihrer Einstellung zu insgesamt 1088 Verbrüchen. Das Maximum mit 117 Verbrüchen entfiel auf das Jahr 1971, während es 1982 nur noch 18 waren. Diese Entwicklung beruht wahrscheinlich auf einem noch ungenügenden Beherrschen der komplizierten geologischen, hydrogeologischen und gebirgsmechanischen Bedingungen in der Lagerstätte zu Beginn des Bergbaues.

Die Abföhderung des Haufwerkes aus den Vortriebsstrecken und Abbauekammern erfolgte über die zu seiner Bunkerung dienenden Föhderüberhaue. Für seinen Weitertransport auf den Hauptsohlen (Querschlägen, Richt- und Feldstrecken) wurden Föhderwagen mit einem Fassungsvermögen von 1,5 m<sup>3</sup> eingesetzt. Der Transport zu den Schächten erfolgte in Zugverbänden. Als Zugmittel wurden Oberleitungsloks vom Typ EL-6 und Doppelbatterie-loks des Typs TL-61 und B-660 eingesetzt. Die Zugverbände zu je bis 30 Föhderwagen wurden an zentralen

Sammelstellen aus der Revier- zur zentralen Förderung zusammengestellt. Bei ausreichender Bunkerkapazität der Förderrollen wurde das Haufwerk bereits von da aus in geschlossenen Zugverbänden abgeführt. Für die Förderung nach über Tage standen die Schächte „390“ (Doppelanlage West und Ost) und „388“ mit insgesamt drei Förderanlagen zur Verfügung (Abb. 154). Nur während der Ausrichtungsphase der Lagerstätte wurde Haufwerk auch über den Schacht „387“ nach über Tage gefördert. Die Doppelförderanlage von Schacht „390“ übernahm mit ihren Anschlüssen an die Sohlen +94 m, +50 m und +25 m den Hauptteil der Förderung. Über den lediglich an die Sohle +94 m angeschlossenen Schacht 388 wurde nur Haufwerk aus den beiden oberen Sohlen abgezogen.

Das geförderte Haufwerk wurde über Tage radiometrisch in unterschiedliche Gehaltsklassen eingeteilt. Das taube Material wurde auf die Schüsselgrundhalde verbracht. Das Erz wurde in Bunkergruppen zwischengelagert und in Brecheranlagen zerkleinert und anschließend mit der Seilbahn in Gondeln zum Verladebahnhof Pirna-Rottwerndorf verfrachtet. Die Seilbahn (Abb. 156) war von 1965 bis 1967 nach Plänen der Firma Rudolph aus Leipzig durch den Betrieb für Bergbau- und Aufbereitungsanlagen Cainsdorf und den Bau- und Montagebetrieb 17, beide zur „Wismut“ gehörig, errichtet worden. Ca. 4,4 km lang, bestand sie aus 26 Stützbauwerken, 4 Schutzbrücken, 3 Spannstationen und einer Winkelstation. Eingesetzt wurden durchschnittlich 175 Gondeln mit einem Fassungsvermögen von je 1 m<sup>3</sup> und einer Fahrgeschwindigkeit von 2,4 m/s. Nach seiner erneuten Bunkerung am Bahnhof wurde das Erz in UCE-Waggons der Deutschen Reichsbahn verladen und anfänglich in den Aufbereitungsbetrieb Crossen, später aber in den Aufbereitungsbetrieb Seelingstädt transportiert. In der Hauptbetriebszeit betrug die tägliche Lieferleistung sieben Züge zu je 13 Waggons.

Insgesamt wurden in der Grube 4,55 Mio m<sup>3</sup> Erz abgebaut. Das Maximum wurde mit 369 700 m<sup>3</sup> im Jahr 1977 erreicht. Die Entwicklung der Abbaumfänge im Verhältnis von Vorrichtung und Erzgewinnung ist in Abb. 163 dargestellt. Von 1966 bis 31.12.1984 wurden im konventionellen Abbaufahren 12,86 Mio t Erz mit einem Urangelgehalt von durchschnittlich 0,095 % gefördert. Die Menge entspricht den schon genannten 12 058 t Uran. Das höchste Erzauftreten entfiel mit 1 002 000 t auf das Jahr 1974 und die höchste Urangewinnung mit 1 051,6 t auf 1973 (Abb. 164). Erze mit maximalen Urangelgehalten von durchschnittlich 0,11 % wurden 1967 und solche mit minimalen Gehalten von im Mittel 0,071 % im Jahr 1981 abgebaut.

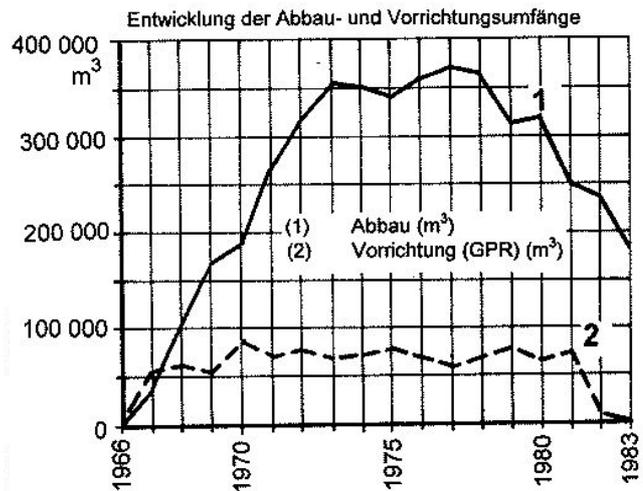


Abb. 163: Abbau und Vorrichtung (GPR) 1966-1983

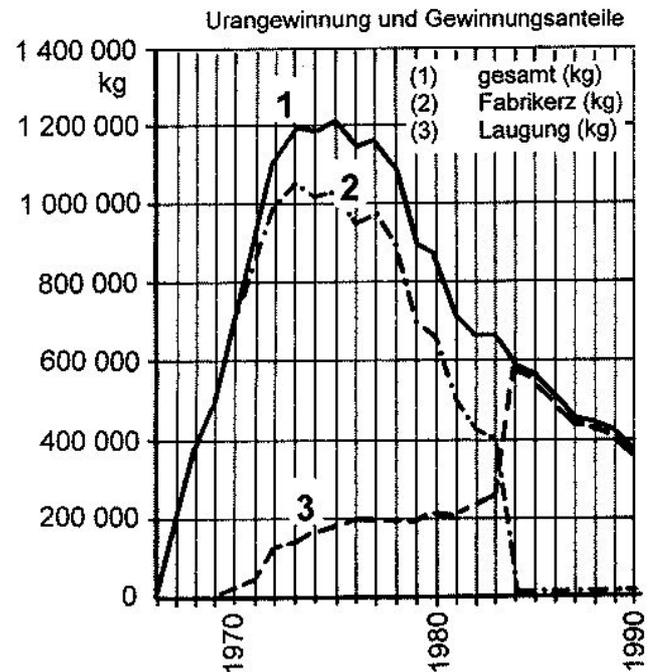


Abb. 164: Art der Gewinnung 1966-1990

Die Wasserhaltung spielte mit der Aufnahme der bergmännischen Arbeiten eine wichtige Rolle. Bereits bei den Teufungen der Schächte kam es durch das Anschneiden der 5 Grundwasserleiter und von wasserführenden Klüften

zu erheblichen Schwierigkeiten. Am 01.01.1967 wurde bei den Auffahrungen ein Wasserzufluß aus dem 3. und 4. Grundwasserleiter von 425 m<sup>3</sup>/h verzeichnet. Im Bereich der Schächte „387“ und „388“ waren es 220 bzw. 205 m<sup>3</sup>/h. Das System der Wasserhaltung bestand aus Haupt- und Aushilfs-Pumpenstationen. Die Haupt-Pumpenstationen und Sumpfstrecken befanden sich auf der Sohle +94 m am Schacht „388“ und auf der Sohle +25 m am Schacht „390“. Zum Schutz der Hauptgrubenlüfter, Trafostationen und Füllortkomplexe gegen mögliche Wasser- oder Laugeneinbrüche wurden Schutzdämme und Stauräume angelegt. Der durchschnittliche Wasserzufluß in den achtziger Jahren, je für die einzelnen Sohlen unterschieden, ist der Tab. 26 zu entnehmen:

Tab. 26: Die durchschnittlichen Wasserzuflüsse in den achtziger Jahren.

Sohle ü. NN	3. Grundwasserleiter (m <sup>3</sup> /h)	4. u. 5. Grundwasserleiter (m <sup>3</sup> /h)	Technische Wasser (m <sup>3</sup> /h)	Summe (m <sup>3</sup> /h)
135 m	80	120	30	230
94 m	60	50	20	130
50 m	20	25	20	65
25 m	225	135	30	390
Summe	385	330	100	815

Die Betriebswasserversorgung der Sohlen +94 m, +50 m und +25 m erfolgte mit Rezirkulationswasser über einen in der Röhre von Schacht „390“ installierten Wasserspeicher. Die Sohle +135 m wurde durch eine eigene Wasserleitung, ausgehend von einem Hochbehälter (Feuerlöschteich) von Übertage und von da über den Schacht „390“ und Querschlag 94-1 zum Schacht „398“ verlaufend, versorgt. An das Betriebswasser-Versorgungsnetz war die Feuerlöschwasser-Versorgung angeschlossen.

Die Bewetterung der Grube wurde grenzläufig geführt. Als Frischwettererschächte dienten die Tagesschächte „388“, „390“ und „398“. Die Frischwetter wurden über die Ausrichtungsgrubenbaue auf den einzelnen Sohlen den jeweiligen Feldesteilen zugeführt. Aufgrund der Vielzahl bestehender Einzelverbindungen war das Grubengebäude nicht in Wetterabteilungen gegliedert. Die Abwetter wurden über die Tagesschächte „387“ und „392“ sowie über die 7 genannten Abwetterbohrlöcher nach Übertage geleitet (Abb. 157). Die Abwetterbohrlöcher waren untertägig an zentrale Abwettergrubenbaue angeschlossen, die ausschließlich der Wetterführung dienten. Bis 1971 wurde mit Hilfe von übertägig auf den Schächten „387“ und „392“ eingebauten Lüfterstationen saugend bewettert. Zur Verbesserung der Wetter und insbesondere zur Verringerung der Radonbelastung wurde nach 1971 auf blasende Bewetterung umgestellt. Die Erzeugung der Hauptwetterströme auf den einzelnen Sohlen wurde durch Hauptgrubenlüfter bewirkt. Mit der zunehmenden Ausdehnung des Grubenfeldes machte sich eine fortlaufende Steigerung der

Frischwettermenge von 188,8 m<sup>3</sup>/s im Jahr 1970 auf 520,1 m<sup>3</sup>/s bis 1980 und auf maximal 695,6 m<sup>3</sup>/s bis zum Jahr 1989 erforderlich.

Das Versatzmaterial der Abbauhohlräume mußte aufgrund der angewandten Abbautechnologie die Eigenschaft einer Selbsthärtung aufweisen. Zu seiner Herstellung wurden als Bestandteile Sand, Braunkohlenfilterasche, Zement, Wasser und ein Fließmittel (Lupoplast) in unterschiedlichen Mischungsverhältnissen benötigt. Den erforderlichen Sand stellte der angelegte Tagebau auf dem Richterhügel und später der Sandtagebau Struppen-Naundorf zur Verfügung. Ein zentrales Versatzwerk war an der von Leupoldishain zum Schacht „387“ führenden Straße errichtet worden. Von diesem aus wurden zwei Versatzbohrlöcher zur Sohle +94 m gestoßen und verrohrt. Sie endeten am 1. Erzhorizont in der Strecke VS-12, im Bereich Querschlag 94-3/Feldstrecke 94-4. Sie wurden am 01.05.1967 in Betrieb genommen. 1969 wurde die Versatzanlage rekonstruiert. Zur Gewährleistung der Versorgung auch des Südfeldes der Lagerstätte mit Versatzmasse bis hin zum Ende der Sohle +135 m wurde im Hangenden des 1. Erzhorizontes eine Transporttrasse aufgefahen. Neben den beiden zentralen gab es im Lagerstättenbereich noch 13 dezentrale Versatzbohrlöcher. Insgesamt wurden bis 1990 4 406 914 m<sup>3</sup> Versatz in unterschiedlicher Festigkeit eingebracht. Mit 359 014 m<sup>3</sup> pro Jahr wurde 1976 das Maximum erreicht. Die offenen Zugänge der zu versetzenden Grubenbaue wurden mittels Versatzdämmen verschlossen. Ein Teil der Versatzumfänge wurde später zur Abriegelung der Blöcke mit chemischer Urangewinnung verwendet. Das Einbringen des Versatzes wurde nach betrieblichen Festlegungen durchgeführt.

Als weitere Möglichkeiten zur Hohlraumliquidierung wurden die Hermetisierung und Magazinierung in Laugungsblöcken genutzt. Die Hermetisierung erwies sich als

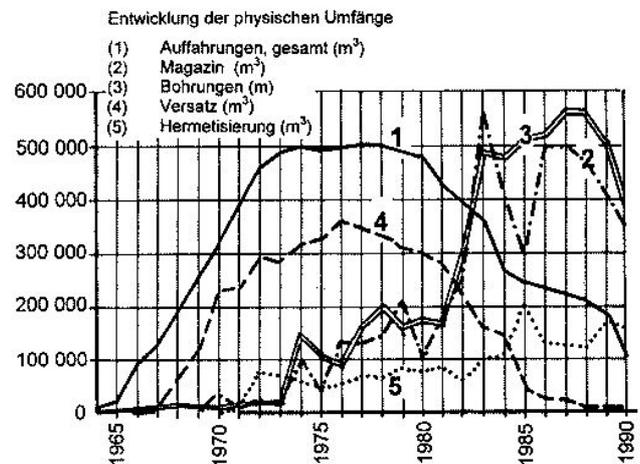


Abb. 165: Umfänge 1964 - 1990

eine kostengünstige Methode zur Schließung und Abdichtung von Grubenbauen und zur Minimierung von Radon-Austritten. Der zu hermetisierende Grubenbau wurde mit einem gemauerten und verputzten Holzdammbeschlossen. Der insgesamt aufgewandte Hermetisierungsumfang betrug 1 811 838 m<sup>3</sup>. Die Entwicklung aller physischen Umfänge zu den untertägigen Bergarbeiten für die Zeit von 1964 bis 1990 geht aus der Abb. 165 hervor.

### 9.3 Der weitere Abbau der Lagerstätte im chemischen Verfahren

Mit der Verlagerung des Abbaus aus den reichen zentralen in die ärmeren randlichen Teile der Lagerstätte verringerte sich im Zeitraum von 1975-1981 der Urangehalt im Fördererz um ca. 30 % (Abb. 149). Um diese Verarmung mit einer erhöhten Förderung an Erzmasse auszugleichen, waren die Transportleistungen um 40 % zu erhöhen. In der Grube war die Mächtigkeit der abzubauenen Erzlager von durchschnittlich 2,5 auf unter 1,5 m gesunken und die Abbaufont hatte sich entsprechend weit ausgedehnt. Die sich verlängernden Förderwege belasteten zunehmend den Betrieb. Nachdem der von 1979-1982 unternommene Versuch, dem Bergwerk mit nach hydrothermalen Gesichtspunkten angesetzten Such- und Erkundungsbohrungen neue Reicherz-Vorräte zu erschließen, mißlungen war, waren es die indessen entwickelten und überarbeiteten und erfolgreich erprobten Laugungs-Technologien, die den Betrieb aus seiner Krise befreiten. Die Erprobungen hatten gezeigt, daß aus einem 10 m mächtigen Sandstein-Intervall mit 0,004 % Uran fast dieselbe Ausbeute (10 x 40 g/t) durch Auslaugung wie aus einem 1 m mächtigen Erzintervall mit 0,04 % (1 x 400 g/t) durch konventionellen Abbau zu erzielen war. Vorrat an bis zu 10 m mächtigen Sandsteinabschnitten mit durchschnittlichen Urangehalten von 0,004 bis 0,04 % war in der Lagerstätte noch reichlich vorhanden.

Die ab 1984 voll eingeführte chemische Gewinnung wird in Betriebsberichten und Publikationen ausführlich beschrieben [1, 20, 32, 33]. Hier sei sie nur kurz und vereinfacht hinsichtlich ihrer praktischen Durchführung und ihres Ergebnisses dargelegt. Aufgrund der kieselig-silikatischen Zusammensetzung des Erzes wurde auf saurer und oxidierender Basis gelaugt. Als Lösungsmittel wurde mit Schwefelsäure (3-5 g/l) und Sauerstoff versetztes Schachtwasser mit einem pH-Wert von 1,5-2 eingesetzt. Entsprechend des vorgegebenen Betriebsablaufes wurden gleichzeitig verschiedene Laugungsformen und zwar die Blocklaugung, die Haufenlaugung und die mit der Schachtwasserreinigung verbundene Schlammlaugung angewandt.

Die Blocklaugung bildete das Hauptgewinnungsverfahren. Sie wurde den Bedingungen, wie sie der traditionelle

Bergbau geschaffen und hinterlassen hatte, nahtlos angepaßt. Sie vollzog sich in einem nahezu geschlossenem Lösungskreislauf zwischen Über- und Untertage (Abb. 166). Die Gewinnung wurde als gesteuerter chemisch-technologischer Prozeß zur Überführung des Urans aus seiner im Wirtsgestein fixierten, über eine gelöste in eine neuerlich fixierte Form praktiziert. Der Prozeß ist als die technisch erzwungene Umkehrung der natürlichen Erzbildung mit Hilfe von Lösungs- und Oxidationsmitteln unter Druckanwendung im Schnellverfahren zu verstehen. Der Lösungskreislauf wird durch ein System von Rohrleitungen, Pumpstationen, Aufgabe- und Abnahmeeinrichtungen, Ablandebecken und Steuerwarten in Gang gesetzt und kontrolliert [43]. In den Kreislauf war eine übertägige hydrometallurgische Aufbereitung eingebunden, in der die aus den Laugungsobjekten anlangende Produktionslösung über Wofatit-Harzgranulate (SBT) geleitet wurde. Die Harzgranulate entzogen der Lauge das gelöste Uran und banden es durch Ionenaustausch an sich. Bei einer nachfolgenden Regeneration der Harze wurde das Uran wieder abgestoßen und in ein Flüssigkeitskonzentrat überführt. Das Konzentrat bildete mit einem Gehalt an Uran von 50-60 kg/m<sup>3</sup> das in der Aufbereitung Seelingstädt weiter zu verarbeitende Zwischenprodukt.

Schematische Darstellung Laugung

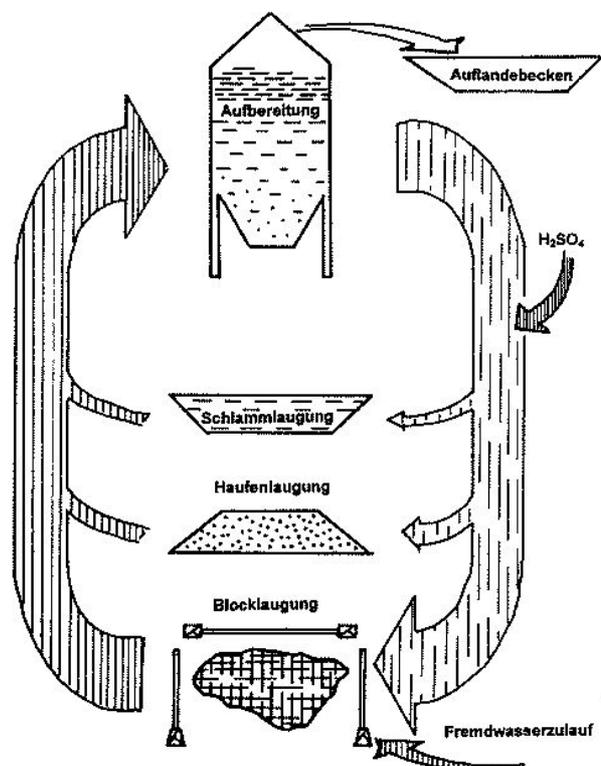


Abb. 166: Schema zur Laugungstechnologie

Der Kreislauf ist in die von über- nach untertage fließende uranarme Aufgabe- und die von untertage zurückkehrende uranreiche Rücklauflösung unterteilt. In die Aufgabe- und Rücklaufstrecken sind als Puffer übertägige Arm- und Reichlösungsbecken eingeschaltet (Abb. 169). Sie gleichen Schwankungen in der Lösungsmenge aus, die sich durch Veränderungen in den Wegstrecken des Kreislaufes und der Zahl der angeschlossenen Laugungsblöcke ergeben. Zur Beförderung der Lösung dienten hauptsächlich Chrom-Nickel-Stahl- und PVC-Leitungen.

Die Aufgabelösung wurde drucklos in Rohren über die Schächte „388“ und „390“ sowie über besondere Aufgabe-Bohrlöcher nach Untertage zu einer zentralen Kollektor- und Verteilerstation in der Rohrstrecke 4 auf der +94 m-Sohle geleitet (Abb. 168). Von dieser wurde sie in wahl-

weise schaltbaren vertikalen und horizontalen Leitungen mit dem jeweils dazu erforderlichen Druck über Zwischenstationen bis zu den Laugungsblöcken weitergeführt (Abb. 167, 170). Der Rücklauf aus den Laugungsblöcken setzte mit der Sammlung der Lösung in dazu angelegten Drainagen ein. Aus den Drainagen gelangte sie in Freispiegel- oder Rohrleitungen über Pumpen-Zwischenstationen zu je einer auf der +25 m-Sohle und am Füllort von Schacht „387“ auf der +94 m-Sohle installierten Haupt-Pumpstation. Diese verfügten über ein Stauvolumen von je 180 m<sup>3</sup> und beförderten die Lösung über in den Schächten „388“ und „390“ verlegte Druckleitungen nach Übertage. Zum Entzug ihres Uraninhaltes wurde die Lösung durch die Aufbereitung geschleust, von wo aus sie ihren Kreislauf, nun wieder zur Aufgabelösung geworden, nach untertage fortsetzte.

**Abb. 167:** Strecke zur Aufgabe der Säurelösung in den Gewinnungsblock 3137/+94 m-Sohle. Die Lösung wird aus Schläuchen in den durchbohrten Block gepreßt.  
Foto: J. KUGLER, 1996



**Abb. 168:** Kollektorkammer, +94 m-Sohle, zur Verteilung der Aufgabe- und Sammlung der Rücklauflösung. Foto: J. KUGLER, 1996





**Abb. 169:**  
*Reichlösungsbecken zur Weiterleitung der Rückauflösung in die Aufbereitung, als Puffer in den Lösungskreislauf eingeschaltet. Foto: J. KUGLER, 1996*



**Abb. 170:** *Strecke für die Säure-Aufgabelitung, die von der Pumpstation zu einem der Laugungsblöcke führt. Rohrstrecke 4, +94 m-Sohle. Foto: H. Lausch, 1996*

Die Auslaugung der dazu vorgerichteten Blöcke wurde wegen unterschiedlichen Filtrationseigenschaften durch verschiedene Technologien bewirkt. Als die beiden wichtigsten Verfahren wurden die Laugung von magazinierten Erzen und die Infiltrations-Sektionslaugung angewandt. Die Laugung in Magazinen machte sich in Ablagerungen mit beschränkter Durchlässigkeit erforderlich. Sie wurde in den schluffig-tonig gemaserten Sandsteinen des 1. und 2. und den sandig-tonigen Wechsellagerungen des 3. Erz-

horizontes betrieben. Die Infiltrations- und Sektionslaugung wurde bei Gesteinen mit hohen Filtrationskoeffizienten, so insbesondere im Unterquadersandstein eingesetzt. Viele Blöcke wurden in miteinander kombinierten Verfahren ausgelaugt. Ein Laugungsblock nahm gewöhnlich eine Fläche von 100 000 m<sup>2</sup> und ein Volumen von 500 000 m<sup>3</sup> bei einer Mächtigkeit von ca. 5 Metern ein. Die durchschnittliche Laugungszeit betrug 3-5 und maximal 8 Jahre.

Zur Vorrichtung der Laugungsblöcke wurde die Lagerstätte in größere Gewinnungseinheiten unterteilt. Die einzelnen Laugungsblöcke wurden durch Aufgabestrecken im Hangenden und Drainagen im Liegenden zur Zu- und Abführung der Lösung vorgerichtet. Bei der vorherrschend angewandten Magazinierung wurden innerhalb der Blöcke Kompensationsstrecken zur erforderlichen Raumgewinnung aufgefahren, von ihnen aus Sprenglöcher in fächerförmiger Anordnung in die Blöcke gebohrt und diese zu einem Haufwerk in Stücke von  $\geq 200$  mm zersprengt. Bei Mächtigkeiten der Magazine über 4,5 Meter wurden die Sprenglöcher in mehreren Scheiben angesetzt und zusätzlicher Freiraum zur Aufnahme des Haufwerkes aufgefahren. Das Haufwerk der Magazine wurde über Aufgabebohrlöcher aus dem Hangenden mit der schwefelsauren Lösung im Immersionsverfahren berieselt. Oder es wurde durch eine Beton-Druckpumpe im Kammer-Druckverfahren vollständig mit Lösung überflutet. In der Infiltrations- und Sektionslaugung wurde nicht magaziniert, sondern über ein speziell angelegtes Durchbohrungsnetz die Lauge mit unterschiedlich hohen Drücken in den Sandstein hineingepreßt.

Mit der Einbeziehung in die Auslaugung auch von Unterquadersandstein, welcher den 1. und 2. Erzhorizont voneinander trennt, sowie von Randmassen und Restflächen aus der traditionellen Gewinnung und von bereits gelaugten Blöcken zu deren Nachlaugung, war eine eindeutige Konturierung der insgesamt 202 zur Laugung vorgesehenen Blöcke nicht mehr möglich. Alles in allem wurden 22,1 Mio Tonnen Gestein mit einem durchschnittlichen

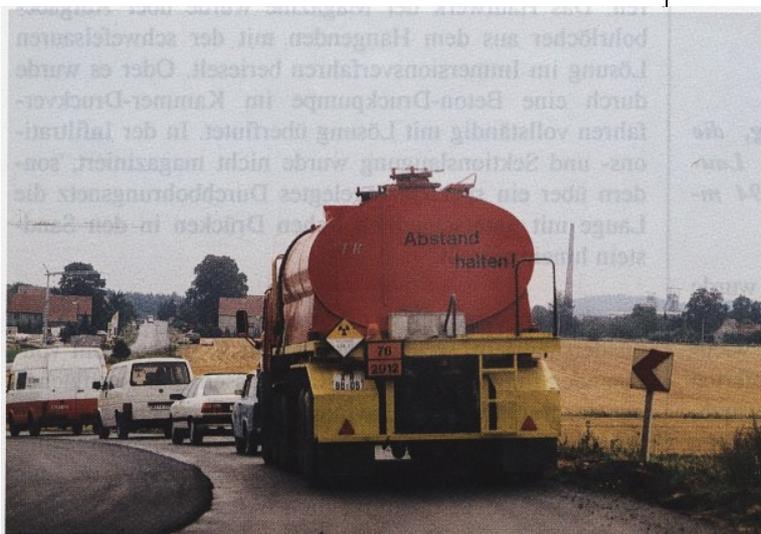
Urangehalt von 310 g/t von der Auslaugung erfaßt. Dazu wurden 97,2 Mio m<sup>3</sup> Lösung, mit einem Maximum von 11,9 Mio m<sup>3</sup> im Jahr 1989, durchgesetzt. Die praktischen Ergebnisse zeigten, daß sich der Unterquadersandstein bis auf Restgehalte von <10 g/t herunterlaugen ließ. Bei der Umstellung des Betriebes auf ausschließlich chemische Gewinnung waren Lagerstättenabschnitte mit Urangehalten von <100 g/t noch nicht mit in die Vorratsberechnung einbezogen worden. Deren unerwartet ebenfalls möglich gewordene Ausbeute glich Verluste durch ungenügendes Ausbringen von Uran aus schwer auslaugbaren Lithologien, wie z. B. den sandig-tonigen Wechsellagerungen des 3. Erzhorizontes, vollständig und mit zusätzlichen Gewinnen aus.

Die Haufenlaugung wurde übertägig durchgeführt. Sie betraf bis 1983 hauptsächlich das bei der konventionellen bergmännischen Vorrichtung der Erzlager angefallene Haufwerk mit Außerbilanzgehalten an Uran von 100-300 g/t. Ab 1984 wurde alles in der Vorrichtung der Laugungsblöcke anfallende Haufwerk mit >100 g/t Uran der Haufenlaugung zugeführt. Dazu wurden auf dem Betriebsgelände 8 Plätze mit speziell präparierten Unterlagen vorgesehen. Als Unterlage diente ein mit Bitumenverguß und Beton verfestigtes Kiesbett und ein darüber liegendes Pflaster aus Granit. Die Lösung mit einem pH-Wert von 1,8 wurde mit Regnern über die Aufhaldungen versprüht. Ein geringes Gefälle der Unterlage in Längsrichtung der Aufhaldung ließ die Lösung allmählich durch das Haufwerk sickern. Sie gelangte über angelegte Sammelrinnen zu einem 10 m<sup>3</sup> großen Becken, von dem aus sie zur Aufbereitung weitergepumpt wurde. Bis zum 31.12.1990 wurden von 388 nacheinander aufgeschütteten Haufen insgesamt 3,78 Mio t Erz gelaugt und dazu 25,2 Mio m<sup>3</sup> Lösung durchgesetzt. Weitere 51100 t Erz wurden auf einer Zwischenlagerfläche seit 1989 gelaugt. Die ausgelaugten Haufen wurden auf Kipper verladen und zur endgültigen Ablagerung zur Schüsselgrundhalde transportiert.

Die Schlammlaugung erfaßte die bei der Schachtwasserreinigung anfallenden und aus den Rezipienten abgetrennten und eingedickten Schlämme. Die Schlämme wurden in Behältern verarbeitet. Sie wurden in diesen durch Druckluft aufgewirbelt und mit Schwefelsäure sowie einem Flockungsmittel (WL-6) versetzt. Dabei wurde das im Schlamm enthaltene Uran in Lösung überführt und diese zur Aufbereitung geleitet. Insgesamt wurden bis 1990 113200 t Feststoff bei einem Lösungsdurchsatz von 4,6 Mio m<sup>3</sup> verarbeitet. Der ausgelaugte Schlamm wurde auf der Schüsselgrundhalde deponiert.

Mit der „In-situ-Herauslösung“ des Urans aus dem Gestein anstelle dessen traditionellen Abbaues waren einerseits entscheidende Gewinnungsvorteile verbunden. Es entfiel das Versetzen der Abbauhohlräume, die untertägige Horizontal- und Vertikalförderung des Erzes, sein Bunkerumschlag, sein Transport mit der Seilbahn zum Verladebahnhof Rottwerndorf und zur zentralen Aufbereitung mit Erzzyklen nach Seelingstädt. Stattdessen wurde eine Konzentratlösung wesentlich geringeren Transportvolumens in speziellen Tankwagen zum Verladebahnhof (Abb. 171) und weiter in Kesselwaggons der Reichsbahn abgeführt. Andererseits wuchsen die Aufwendungen für die untertägigen Bohrspreng- und Hermetisierungsarbeiten, wie aus Abb. 165 zu entnehmen, stark an.

Zur Magazinierung der Erze, die bis 1990 ein Haufwerksvolumen von insgesamt 4,8 Mio m<sup>3</sup> verursachten, wurden für einen Kubikmeter Haufwerk durchschnittlich 3,2 kg Sprengstoff eingesetzt. Pro Lademetern wurden bohrlochdurchmesserabhängig zwischen 6 und 9 kg loser ANO-Sprengstoff benötigt. Die Sprengungen wurden bei geräumter Grube an den Wochenenden durchgeführt. Mehrere Stunden nach der Sprengung wurde das Bergwerk von der Grubenwehr befahren, sein sicherheitstechnischer Zustand einschließlich der Wetterverhältnisse beurteilt und



**Abb. 171:**

**Tankwagen der Wismut mit Uran-Flüssigkonzentrat auf dem Weg von der chemischen Aufbereitung zum Bahnhof Rottwerndorf.**

**Foto: J. KUGLER, 1996**

zur planmäßigen Wiederaufnahme der Arbeiten die jeweils erforderlichen Maßnahmen festgelegt. Die Sprengungen unterlagen der staatlichen Meldepflicht. Sie wurden nach ihren Auswirkungen bis Übertage seismisch und wettertechnisch sowie durch eine Kontrollstation in Berggießhübel überwacht. Unter den Ortslagen von Leupoldishain und Langenhennersdorf vorgesehen, wurden sie den Bewohnern rechtzeitig angekündigt. Die 7 installierten Wetterbohrlöcher wurden zur schnelleren Zerstreung und Verdünnung ausströmender Sprenggase um 10 bis 18 m aufgerohrt. Zur größten Sprengung unter Verwendung von 2328 Zündern und 153962 kg Sprengstoff kam es am 26.09.1987 im Laugungsblock 8823. Belastungsgrenzwerte wurden in keinem Fall überschritten.

Einem strengen Kontrollsystem unterlagen der ständige Abstoß an Lösungsüberschuß in die Elbe, der sich durch den unvermeidlichen Zulauf von Untergrundwässern in den Lösungskreislauf bildete sowie das mögliche Entweichen von Produktionslösung in die Untergrundwasserleiter. Für den Fall von Defekten in der Abriegelung der Laugungsblöcke sowie an den Hauptleitungen des Lösungsumlaufs und an den Rezirkulatoren wurden Havarievorsorgepläne zum Schutz der Vorfluter und Grundwasserleiter ausgearbeitet. Vor diesem Hintergrund bereiteten alte übertägige Erkundungsbohrlöcher mit Lage im Bereich der Laugungsblöcke besondere Schwierigkeiten. Zum Teil nicht sorgfältig verfüllt, wirkten sie sich im Laugungsgeschehen als Undichtestellen aus und verursachten plötzliche Wasserzuläufe. Diese Bohrlöcher mußten daher bei der Vorrichtung der Laugungsblöcke, jedes einzelne gesondert, geortet, untertägig angefahren und auf ihre Abdichtung überprüft werden. Sie wurden, falls erforderlich, bis hinauf in das Niveau des 3. Grundwasserleiters aufgebohrt und mit einer sicheren Zementmischung verschlossen. Folgenreich war z. B. der Fall des im Nordteil der +25 m-Sohle im Block 6113 gelegenen Bohrlochs 1885. Ein am 17.10.1984 einsetzender Wasserzulauf von 60 m<sup>3</sup>/h steigerte sich binnen 4 Tagen auf 140 m<sup>3</sup>/h. Durch dieses aus dem Bohrloch zufließende Wasser wurde ein Lösungsaustritt aus zwei Laugungsblöcken verdeckt. Der Lösungsaustritt führte zur Störung der Funktion der Rezirkulatoren, so daß es bei der Einleitung von Lösungsabstoß in die Elbe zu einer erheblichen Überschreitung der zulässigen Grenzwerte für Eisen, Uran und Radium kam. Im Ergebnis der Untersuchung dieser Havarie, die bis hin zum Ministerrat der DDR erörtert wurde, wurden ein technisch-organisatorisches Frühwarnsystem für Havarien eingerichtet und die Meldeordnung für technische Störungen erweitert und präzisiert.

Die Entwicklung der chemischen Urangewinnung aus der Lagerstätte von ihren Anfängen bis 1990 geht aus den Abb. 164 und 172 hervor. Mit einem maximalen Jahresertrag von 580 t Uran im Jahr 1984 geht sie von da an auf ca. 350 t bis 1990 zurück. Die Anteile der 3 Gewinnungs-

arten am Gesamtertrag von 5752 t Uran sind mit ihren jeweiligen Jahres-Höchstertträgen, gelaugten Erzmassen und Lösungsdurchsätzen in Tab. 27 zusammengefaßt.

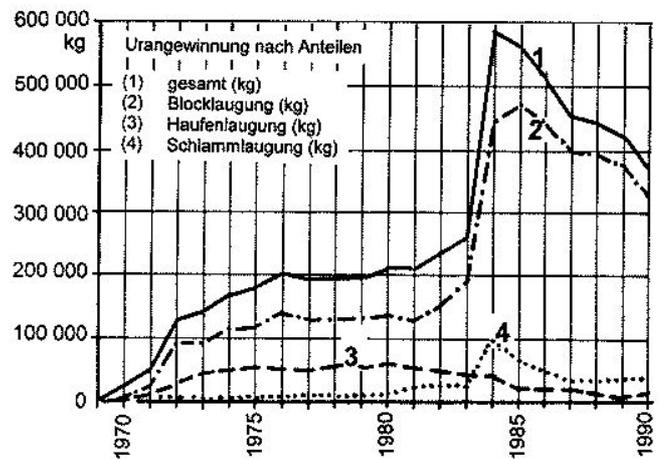


Abb. 172: Arten der chemischen Urangewinnung

Tab. 27: Erträge der chemischen Urangewinnung

Gewinnungsart	Ertrag in t	Anteile in %	gelaugte Erzmas- se in Mio t	Lösungs- durch- satz in Mio m <sup>3</sup>	maximaler Jahresertrag	
					in t	Jahr
1. Blocklau- gung	4441	77,2	22,1000	97,2	473,85	1985
2. Schlamm- laugung	749	13,0	0,1132	4,6	59,5	1980
3. Haufenlau- gung	562	9,8	3,78	25,2	101,5	1984
	5752	100,0	25,9932	127,0		

Der summarische Urangewinn aus der Lagerstätte von 17810 t setzt sich damit zu 68 % aus konventionellem Abbau (12058 t) und 32 % aus chemischer Auslaugung (5752 t) zusammen. Der Anteil der Lagerstätte Königstein an der Gesamtgewinnung der SDAG Wismut von 231414 t Uran beträgt damit 7,7 %.

#### 9.4 Kurze Darlegung der Sanierungskonzeption

Seit der Einstellung der Urangewinnung wird das Bergbauggebiet saniert. Zur Wiederherstellung der vorbergbaulichen Bedingungen und zur Abwendung von Nachfolgeschäden wurden umfangreiche Projekte entworfen und zu ihrer Umsetzung die ersten Schritte unternommen. Wie der Erzbergbau im allgemeinen, so stellt ein Uranbergwerk und zumal eines, wie das von Königstein in einem Landschaftsschutzgebiet gelegenes, eine Belastung für seine Umwelt im besonderen dar. So wurden im Verlaufe des Bergbaus radioaktive Komponenten von Untertage an die Erdoberfläche an Erzumschlagsplätze, Wege der Erzförderung und Stellen mit durchgeführter Haufenlaugung

und chemischer Aufbereitung verschleppt. In einer aeroradiometrischen Aufnahme des Gebietes aus den achtziger Jahren hebt sich daher das Bergwerksgelände als eine scharfe Gamma-Anomalie aus seinem Umfeld hervor. Doch stellen nicht diese leicht zu diagnostizierenden und verhältnismäßig unaufwendig zu beseitigenden übertägigen Beeinträchtigungen, sondern die mit der künftigen Flutung der untertägigen Grubenbaue im Zusammenhang stehenden hydrologischen Prozesse das eigentliche Sanierungsproblem dar. Die Schwierigkeit besteht in der nicht exakt beantwortbaren Frage, inwieweit bei dieser Flutung Schadstoffe aus der Grube entweichen und zur Trinkwasserentnahme genutzte Grundwasserleiter belasten.

Das von der bevorstehenden Flutung ausgehende Gefahrenpotential läßt sich von zwei verschiedenen Gesichtspunkten aus beurteilen.

Einerseits geht aus den durchgeführten metallogenetischen Untersuchungen hervor, daß sich die Erzlager auf einer hocheffektiven geochemischen Migrationsbarriere herausgebildet haben, die den tangierenden Grundwässern 28 kt Uran einschließlich begleitender Elemente wie Blei, Zink und Molybdän zu entziehen vermochte. Die Barriere setzt sich in Dach und Rücken der Vererzungszone in Fließrichtung der Grundwässer zumindest bis zur Elbe hin mit gleichbleibender oder sich noch vermehrender Fähigkeit zur natürlichen, lithofaziell bedingten, Wasserreinigung fort. Das Schichtensystem dürfte in Ausübung seiner sorbierenden und ausfällenden Funktion auch den künftigen Flutungswässern auf deren Bewegungsbahnen einen beträchtlichen Teil ihres Schadstoffgehaltes entziehen. Durch die zunehmende Vermischung der Flutungs- mit den natürlichen Untergrundwässern werden die Schadstoffkonzentrationen weiter verdünnt. Die Reichweite der von der Grube ausgehenden Grundwasserbelastung könnte sich somit in lokalen Grenzen halten.

Andererseits läßt diese Überlegung die hohe Migrationsaktivierung des Urans sowie seiner Zerfallsprodukte und Begleitelemente infolge der mit Schwefelsäure behandelten und technologisch aufgelockerten Sandsteine des Grubengebäudes wie auch die Flutungsgeschwindigkeit und den besonderen aggressiven Wasserchemismus außer Betracht. Um das Rückhaltevermögen der Migrationsbarriere unter solchen Bedingungen zutreffend zu beurteilen, wird es seitens der Wismut GmbH gegenwärtig quantitativ zu bestimmen versucht. Dazu werden die Komplexität der hydrodynamischen und hydrochemischen Abläufe der Flutung und ihre Wechselwirkung mit der lithologischen Migrationsbarriere möglichst lückenlos erfaßt.

Nach den bisher dazu vorliegenden Untersuchungsergebnissen und Modellierungen sind in den künftigen Flutungswässern noch hohe Schadstoffkonzentrationen zu erwarten. Für Uran z. B. 60 mg/l, was das 3000 bis

15000fache der natürlichen Konzentration in den Untergrundwässern der Region bedeuten würde (Tab. 28). Mit derartigen Werten bei der Flutung aus dem Grubengebäude entweichend, könnten Uran und seine toxischen Begleiter sowie weitere Schadstoffe in beträchtlichen Anteilen ihre natürlichen Migrationsbarrieren wohl doch überwinden und das sich regenerierende Grundwassersystem zeitweilig über die zulässigen Grenzen belasten.

Um kein Risiko in diesem Fall einzugehen, wurde nach Abwägung der angeführten Gesichtspunkte entschieden, daß die Flutung der Grube nicht sich selbst überlassen werden kann. Das erarbeitete Sanierungskonzept sieht daher eine kontrolliert gesteuerte Flutung in Verbindung mit einer zusätzlichen Reinigung der Flutungswässer in einer übertägigen Anlage vor. Dabei geht das Konzept von folgenden 5 Grundvoraussetzungen aus:

1. Die Lagerstätte befindet sich in einem Landschaftsschutzgebiet mit dichter Besiedlung. Die Mächtigkeit ihrer Abdeckung bis zur Tagesoberfläche ist mit 150-250 m verhältnismäßig gering.
2. International existieren nur wenige Erfahrungen bei der Schließung einer Uranlagerstätte mit derart komplizierten geologischen, geochemischen und technologischen Bedingungen wie am Standort Königstein.
3. Die untertägige Laugung in einer konventionell abgebauten Lagerstätte hat das physikochemische Milieu wesentlich verändert und viele Schadstoffe nachhaltig mobilisiert.
4. Die für das Gebiet charakteristischen vorbergbaulichen Grundwasserverhältnisse werden sich in absehbarer Zeit nicht wieder einstellen.
5. Die Lagerstätte liegt im total entwässerten 4. und 5. Grundwasserleiter. Bei der Flutung werden sich diese zuerst und danach der abgesenkte 3. Grundwasserleiter auffüllen. Damit besteht die Gefahr von Schadstoffübertritt aus dem 4. in den zur Trinkwassergewinnung genutzten 3. Grundwasserleiter.

Der letzte Punkt hebt den 3. Grundwasserleiter als das eigentliche Problem- und Schutzobjekt hervor. Das von Niederschlägen gespeiste Nähr- und Einzugsgebiet des 3. GWL ist der bis 540 m über NN ansteigende südliche Rand der Kreidetafel. Die Hauptentlastungszone bildet das Elbetal. Die generell süd-nordwärtige Bewegung der Wässer wird durch deren zusätzliche Entlastung in die Biela und Gottleuba kompliziert. Die Wasserführung nimmt von Süden nach Norden zu und wird von der Porosität und Klüftigkeit des unterturonischen Sandsteins bestimmt. Die Filtrationseigenschaften des Sandsteins sind mit  $k_f$ -Werten von 2 m/d im Süden und 3,5 m/d im Norden als sehr gut zu bezeichnen.

Tab. 28: Zu erwartende Schadstoffkonzentrationen im Flutungswasser im Vergleich mit Elementkonzentrationen natürlicher Grundwässer im 3. und 4. GWL und mit Grenzwerten der Trinkwasserverordnung (TVO), Werte nach J. SCHREYER, 1996

Komponente	Maßeinheit	Berechneter Wert für die Flutungswässer	4. (+5.) GWL		3. GWL		TVO
			Durchschnittl. Konzentration <sup>1)</sup>	Pegel GWBM 7013 nördl. d. Grube <sup>2)</sup> Probenahme 15.02.1996	Durchschnittl. Konzentration Bereich Lagerstätte	Pegel GWBM 6013 nördl. d. Grube <sup>2)</sup> Probenahme 12.11.1996	
Eh	mV	800	374	197	320	240	-
pH		2,2	6,2	6,6	6,6	6,9	6,5-9,5
Na <sup>+</sup>	mg/l	850	24,2	41,0	4,4	2,6	150
K <sup>+</sup>	mg/l	10	3,2	81,8	1,8	2,2	12
Mg <sup>2+</sup>	mg/l	70	3,6	7,4	2,9	4,4	50
Ca <sup>2+</sup>	mg/l	550	27,0	4,1	29,1	65,3	-
SO <sub>4</sub> <sup>2-</sup>	mg/l	6000	25,6	26	26,4	19	240
NO <sub>3</sub> <sup>3-</sup>	mg/l	40	1,0	0,1	2,6	0,1	50
Fe <sup>2+</sup>	mg/l	300	)	)	)	)	)
Fe <sup>3+</sup>	mg/l	800	) 1,5	) 0,17	) 6,8	) 2,02	) 0,2
Mn <sup>2+</sup>	mg/l	25	0,17	0,04	0,16	0,06	0,05
Al <sup>3+</sup>	mg/l	50	0,19	<0,1	0,14	<0,1	0,2
Cl <sup>-</sup>	mg/l	750	10,8	32,8	9,5	2,9	-
NH <sub>4</sub> <sup>+</sup>	mg/l	50	0,19	0,1	0,12	<0,1	0,5
U <sub>gel</sub>	mg/l	60	0,403	0,004	0,015	0,02	-
Ra <sub>gel</sub>	µg/l	200	19385	880	439,4	43	-
Co	µg/l	4	23,8	-	6	<10	-
Ni	µg/l	9	48,3	<20	34	<20	50
Cr	µg/l	1	6,3	<10	6	<10	50
Zn	µg/l	125	290	11	96	397	-
Cu	µg/l	5	17,1	<10	4	<1	-
As	µg/l	?	18,8	19	17,6	4,3	40
Cd	µg/l	1	3,7	<10	2,7	<0,1	5
Th	µg/l	1	nb	nb	nb	nb	-
Pb	µg/l	0,1	3,7	<50	10	<50	40

1) Zuläufe an den Rändern der Grube

2) bei Struppen

In der Zone der Lagerstätte ist der Wasserleiter von den darunter liegenden Grubenbauen im 4. und 5. Grundwasserleiter nur durch den bis 20 m mächtigen Labiatuapläner ( $t_{1p}$ ) getrennt. Dazu bestehen zwischen dem 3. und 4. Grundwasserleiter lokale hydraulische Verbindungen. So gelangen bergbautechnisch bedingt gegenwärtig Wässer aus dem 3. GWL in die Grubenbaue. Sie fließen ihnen über ungenügend tamponierte Erkundungsbohrlöcher, Schächte, Wetterbohrlöcher sowie über Zerrüttungs- und Klüftungszonen und insbesondere über die „Nordstörung“ der Lagerstätte zu. Diese hat sich neben der Kontaktstörung als das wichtigste tektonische Element der Grube mit einem Wasserzulauf von ca. 70 m<sup>3</sup>/h erwiesen. Die Gesamtzuflußmenge in das Grubengebäude betrug im Jahr 1992 im Mittel 327 m<sup>3</sup>/h und nach Angaben von Tab. 26 in den achtziger Jahren 385 m<sup>3</sup>/h. Mit seiner Anzapfung durch den Bergbau hat sich der 3. GWL über der Lagerstätte großflächig um 20-60 m abgesenkt und der Depressions-trichter erstreckt sich ca. 2,5 km von Süd nach Nord und 8,5 km von West nach Ost.

Da sich bei der Flutung der Grube die beiden untersten Grundwasserleiter zuerst und danach der Depressions-trichter des 3. GWL auffüllen, kehrt sich die derzeitige vertikale Bewegungsrichtung der Wässer um. Über die ge-

nannten Undichtestellen wandern die schadstofflastigen Flutungswässer aufwärts in den 3. Grundwasserleiter ein.

Um diesen Austritt aus dem Grubengebäude zu verhindern, wurden an dessen nördlicher und westlicher Flanke Drainagestrecken an der Sohle der cenomanen Grundwasserführung aufgeföhren. Weitere Ableitungsstrecken wurden in der Sohle des 3. GWL an Stellen mit besonderer Anfälligkeit für einen Übertritt von Flutungswässern in den 3. GWL angelegt. Aus der Grube entweichende Flutungswässer werden in diesen Drainagen gesammelt, in eine Wasserreinigungsanlage nach Übertage geföhrt und von da gereinigt in die Elbe geleitet. Zugleich wird durch das Drainagesystem die Absenkung des 4. und 5. GWL aufrecht erhalten und damit ein unkontrollierter Austritt der Flutung aus der Grube verhindert oder erschwert.

Das in seiner Art erstmalig in der Wismut GmbH ausgearbeitete und in Ausführung begriffene Flutungs-Projekt ist in Abb. 172 grobschematisch dargestellt. Es ist darauf eingestellt, im Bedarfsfall die Grube zu jeder Zeit teilweise oder vollständig wieder entwässern zu können. Erst nachdem die sich reinigenden Wässer akzeptable Grenzwerte (Tab. 28) erreicht haben werden, ist die Vollendung der Flutung vorgesehen. Wie es umfangreiche Modellierungen

zeigen, wird sich dieser Prozeß nur schrittweise und über einen längeren Zeitraum vollziehen. Er wird durch installierte Meßstationen (Umwelt-Monitoring) im Gebirgs-, Boden- und Luftpfad gesteuert und überwacht.

Der gegenwärtige Stand der Arbeiten zur Verwahrung und Flutung des Bergwerkes und zur Sanierung seiner übertägigen Anlagen und Betriebsflächen und die noch zu leistenden Umfänge sind dem Sanierungskonzept der Wismut GmbH, 1997, Standort Königstein und jüngsten Veröffentlichungen [41, 42, 53] im einzelnen zu entnehmen. Danach läßt sich die endgültige Durchführungsvariante der gesteuerten Flutung im gegenwärtigen Zeitpunkt noch nicht festlegen. Zur Beseitigung weiterhin bestehender Unklarheiten über den Flutungsverlauf sind die erforderlichen Untersuchungen noch nicht abgeschlossen. Präzisierte Informationen zur Minimierung von Schadstoffkomponenten bei ihrer Freisetzung aus dem Grubengebäude werden von der gegenwärtig eingang gesetzten experimentellen Flutung eines Teils der Lagerstätte bis 40 m NN erwartet. Das Experiment sieht den Wasserstau im Umfang von 675 000 m<sup>3</sup> unter Einbeziehung von magazinierten, gelaugten und versetzten Grubenbereichen vor. Zum jetzigen Zeitpunkt sind ca. 520 000 m<sup>3</sup> Wasser auf

der untersten Sohle (+ 25 m NN) im Nordteil der Lagerstätte gestaut.

Mittelfristig sind zusätzlich zum laufenden Flutungsexperiment fortführende untertägige Arbeiten und Untersuchungen zur optimalen Gestaltung der ab dem Jahr 2001 vorgesehenen Vollflutung geplant. Diese Vohaben schließen die Fertigstellung des zugehörigen Kontrollsystems sowie die zuverlässige Abdichtung der natürlichen und bergbaulich bedingten hydraulischen Verbindungen zwischen den einzelnen Grundwasserleitern (Tagesschächte, tektonische Schwäche- und Versandungs- sowie die basaltoiden Zonen) in sich ein.

Übertätig werden radioaktiv kontaminierte und für eine weitere Nutzung nicht geeignete Anlagen und Gebäude des Hauptbetriebsgeländes demontiert, radioaktive Flächen durch Bodenabtrag saniert sowie die Wasserbehandlungsanlage komplettiert und die Schlüsselgrundhalde verwahrt. Das Plateau der Halde wird, um ihre Radonexhalation, die Gammastrahlung und den Sickerwassereintrag zu minimieren, abgedeckt. Die Halde wird bepflanzt und sinnvoll in das Landschaftsschutzgebiet „Sächsische Schweiz“ einbezogen.

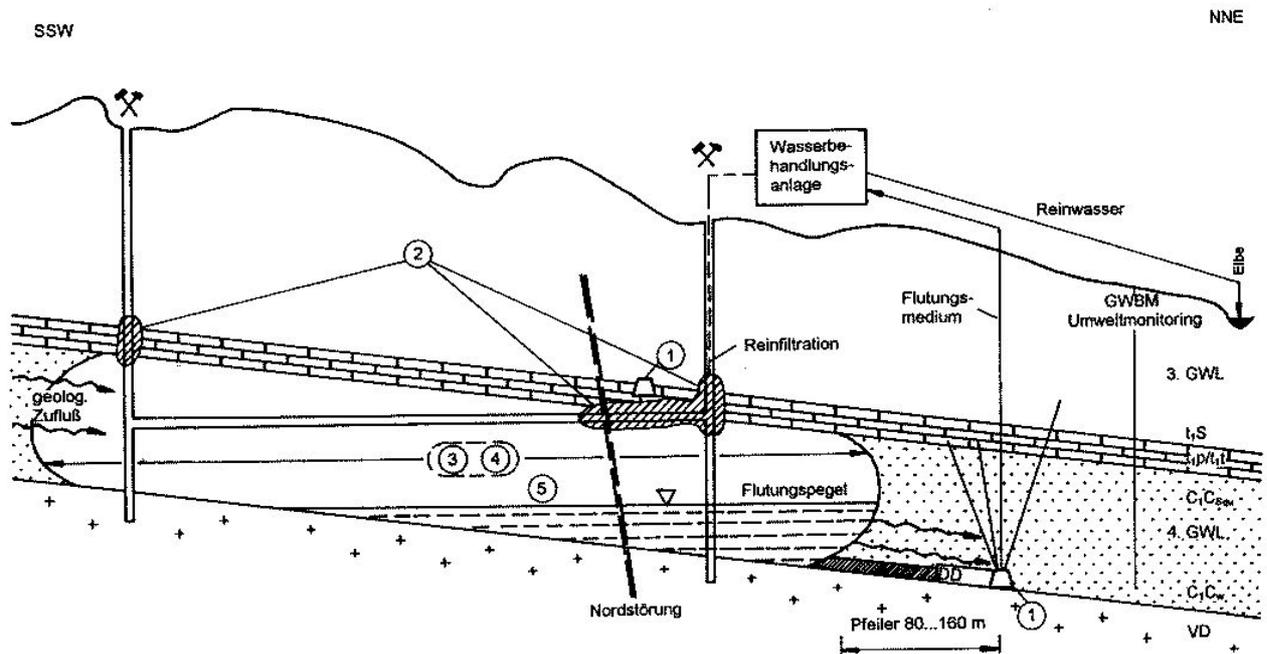


Abb. 173: Grobes Schema zur Sanierung. Hauptziel ist der Schutz des Trinkwassers im 3. Grundwasserleiter. Sanierungsschwerpunkt ist deshalb die Erhaltung und Abdichtung der hangenden Schutzschicht und die Restauration des 4. Grundwasserleiters. (Arbeitsmaterial der Wismut, 1995)

1 – Kontrollstreckensystem mit Drainagebohrungen und Druckdämmen, 2 – Abdichtung zwischen 3. und 4. Grundwasserleiter, 3 – Entsorgung von Fetten und Ölen, 4 – Abbau, damit Beseitigung der Umlauflösung, 5 – etappenweise gesteuerte Flutung der Grube

Die Gesamtsanierungsdauer des Standortes Königstein liegt wegen der noch ausstehenden Ergebnisse zum gegenwärtigen Flutungsexperiment noch nicht endgültig fest. Der Abschluß der untertägigen und wasserreinigenden Sanierung wird von den künftigen faktischen Belastungsgraden der Grundwasserleiter bestimmt. Die einzelnen Schritte in der Durchführung der Vollflutung sind zur Zeit noch strittig. Einvernehmen über ihren gesteuerten Ablauf einschließlich einer Wasserreinigungsanlage besteht bis zu einem Wassereinstau im Stand von 140 m NN. Zum Fortgang und Abschluß der Steuerung werden dagegen mehrere Varianten erwogen. So zieht man z. B. die Beendigung der Steuerung mit dem genannten Wasserstand oder aber ihre Fortsetzung bis zum Einstau auf 190 m NN und gegebenenfalls auch eine künstliche Entwässerung der Grube über einen Stollen zur Elbe in Betracht. Die Entscheidung für den einen oder anderen Weg wird von der Gesamtheit aller sich einstellenden Bedingungen abhängig gemacht. Nach den gegenwärtigen Planungen wird der Abschluß der Sanierung des Standortes Königstein zwischen den Jahren 2010 und 2015 angenommen.

Der Anteil der Kosten an denen der Gesamtsanierung des Wismutbergbaues von 13 Mrd. DM wird für den Standort Königstein mit ca. 2 Mrd DM veranschlagt. Bis Ende 1997 wurden davon etwa 0,7 Mrd. DM ausgegeben.

Die künftige Nutzung der nicht bergbauspezifischen und nicht kontaminierten Gebäude des Hauptbetriebsgeländes ist gegenwärtig noch ungewiß. Über ihre Einbeziehung in das Gewerbegebiet Leupoldishain wird gemeinsam mit den örtlichen Verwaltungsorganen zu einem späteren Zeitpunkt entschieden.

Richtet man seinen Blick von der Festung Königstein über das Land nach SW, trifft er auch auf das besagte Betriebsgelände. Dieses wirkt noch heute auf manchen Betrachter wie eine das Elbsandsteingebirge verletzende Wunde (siehe Titelblatt). Mit der fortschreitenden Sanierung des Bergbaugesbietes wird diese disharmonische antropogene Anomalie kaum noch zu bemerken sein.

## 10 Literatur

- [1] ALTMANN, G. (1990): Urangewinnung durch Lösungsbergbau im Elbsandsteingebirge. - Fachberichte Erzmetall, **43**, 11: S. 498.
- [2] ARAPOV, J. A.; BOIZOV, W. E. & KREMTSCHUKOV, G. A. u. a. (1984): Die Uranlagerstätten der Tschechoslowakei. - Verlag „NEDRA“, Moskau, russ.
- [3] BARANOV, W. J. & TITAJEVA, N. A. (1973): Radiogeologie. - Verlag der Moskauer Universität, russ.
- [4] BEUS, A. A. & GRIGORJAN, S. W. (1975): Geochemische Methoden zur Suche und Erkundung von Lagerstätten fester Bodenschätze. - Verlag „NEDRA“, Moskau, russ.
- [5] DANTSCHEV, V. I. & STRELJANOV, N. P. (1976): Der stadiale Verlauf der Erzbildung und die Klassifikation exogener Uranlagerstätten. - Geologie der Erzlagerstätten, Bd. XVIII-3, russ.
- [6] FELDGUN, W. A.; ERTNER, W. G. & LEWTSCHENKO, A. S. (1969): Bericht über die Resultate der geologischen Erkundungsarbeiten im Uranvorkommen Thürmsdorf und der Waldbachzone mit Berechnung von Uranvorräten. - Geologisches Archiv d. Wismut GmbH, Nr. G 1158, russ.
- [7] FELDGUN, W. A. (1971): Metallherkunft bei der Bildung der Uranvererzungen in den Kreideablagerungen des Elbtalgrabens. - Geologisches Archiv der Wismut GmbH, Nr. G 1337, russ.
- [8] FELDGUN, W. A. (1973): Besonderheiten der epigenetischen Veränderungen und Uranerzbildungen in Kreide und Fundament des Elbtalgrabens. - Geologisches Archiv der Wismut GmbH, Nr. G 1639, russ.
- [9] FISCHER, R. P. (1970): Similarities, differences and some genetic problems of the Wyoming and Colorado-Plateau types of uranium deposits in sandstone. - Econ. Geol., **65**: S. 778-784.
- [10] GRUNER, J. W. (1956): Concentration of Uranium in Sediments by Multiple Migration-Accretion. - Economic Geology and the Bulletin of the Society of Economic Geologists. - Vol. **51**, Nr. 6, September-Oktober.
- [11] GRUTT, E. W. (1972): Prospecting criteria for sandstone-type uranium deposits. - Uranium Prospecting Handbook: S. 47-76.
- [12] IWANOV, K. E. (1961): Radiogeochemische Untersuchung der Lagerstätte Königstein in Verbindung mit Fragen zur Genese der Uranvererzung. - Geol. Archiv der Wismut GmbH, Nr. G 859, russ.
- [13] JEVSEJEW, L. S.; PERELMAN, A. J. & IWANOV, K. E. (1974): Geochemie des Urans in der Zone der Hypergenese. - Moskau, Atomverlag, russ.
- [14] KOMAROWA, G. W. (1980): Bericht zu epigenetischen Veränderungen an den erzführenden Gesteinen der Lagerstätte Königstein. - Geol. Archiv der Wismut GmbH, Nr. 54 916, russ.
- [15] KÖRNER, D. & ROCKHAUSEN, E. (1962): Die Credner-Schichten in Sachsen unter besonderer Berücksichtigung ihrer Uranführung im Bereich der geolog. Blätter Pirna, Königstein und Rosenthal. - Geol. Archiv der Wismut GmbH, Nr. G. 533.
- [16] KOSYRKOV, W. D. & LASCHKOV, B. P. (1980): Mineralogische Besonderheiten der Uranvererzung in den Klufzonen der Lagerstätte Königstein. - Geol. Archiv d. Wismut GmbH, Nr. 54 417, russ.
- [17] KULP, J. L.; BATE, G. L. & BROECKER, W. S. (1954): Present status of the lead method of age determination. - American Journal of Science, V. **252**, Nr. 6.
- [18] LASCHKOV, B. P. (1983): Blei-Isotopen-Methode bei der Suche von Uranlagerstätten im Süden der DDR. - Geol. Archiv d. Wismut GmbH, Nr. 54597, russ.
- [19] LASCHKOV, B. P. (1983): Uran-Blei-Isotopenverhältnisse in Uranlagerstätten der DDR. - Archiv d. Wismut GmbH, Nr. 54613, russ.
- [20] LIEMANN, M. & BÜSSER, H. (1975): Hydrogeologische und laugungs-kinetische Untersuchungen zur untertägigen Laugung schichtförmiger Erzlagerstätten. - Dissertation BA Freiberg, Wismut GmbH, UA.
- [21] LISIZIN, A. K. (1975): Hydrogeochemie der Erzbildung (Am Beispiel exogener epigenetischer Uranerze). - Moskau, Verlag „NEDRA“, russ.
- [22] MAKAROV, W. N. u. a. (1961): Jahresbericht der Sächsischen Expedition der SDAG Wismut für 1961, Gebiet Kreide-Elbtalgraben. - Geol. Archiv d. Wismut GmbH, Nr. 54006, russ.
- [23] MAKAROV, W. N. u. a. (1962): Jahresbericht der Sächsischen Expedition der SDAG Wismut für 1962, Gebiet Kreide-Elbtalgraben. - Geol. Archiv d. Wismut GmbH, Nr. 54007, russ.
- [24] MAKAROV, W. N.; KALINKIN, W. J.; WASIN, N.-A. & URALOV, W. A. (1963): Geologische Charakteristik der Lagerstätte Königstein und vorläufige Vorratsberechnung zum Stande der Erkundung von 01. 07. 1963. - Geol. Archiv d. Wismut GmbH Nr. Ux-85, russ.
- [25] MEICHSNER, E.; BECHER, J.; HERHOLD, J. u. a. (1977): Untersuchung der tektonischen und hydrogeologischen Bedingungen in der Lagerstätte Königstein zur Gewährleistung der bergbaulichen Sicherheit für den planmäßigen Abbau des Nordfeldes der Lagerstätte. - Geol. Archiv der Wismut GmbH, Nr. K-147.
- [26] MELNIK, I. G. (1971): Die Rolle des tektonischen Faktors bei der Bildung epigenetischer Uranlagerstätten in den Sedimenten des Plattformstockwerkes am Beispiel der Lagerstätte Königstein. - Geol. Archiv d. Wismut GmbH, G-1565, russ.
- [27] MIROSCHNIKOW, W. N. (1969): Resultate zu Untersuchungen der mineralischen Zusammensetzung der Kreideablagerungen des Elbtalgrabens und der Bewertung ihrer Perspektive auf seltene Metalle. - Geol. Archiv d. Wismut GmbH, Nr. 55 216, russ.
- [28] NEKRASSOVA, S. A. (1973): Die stoffliche Zusammensetzung und geochemischen Besonderheiten der Erze der Lagerstätte Königstein (Bericht zum Forschungsthema: Gesetzmäßigkeiten der Verteilung der

- Uranvererzungen in den Kreideablagerungen des Elbtalgrabens). - Geol. Archiv d. Wismut GmbH, Nr. G-1705, russ.
- [29] PETSCHONKIN, G. A.; SACHRUCHANJAN, E. L.; RUDOL, W. M. & AGAMIROV, S. (1964): Bericht über die Resultate der geologischen Erkundungsarbeiten in der Lagerstätte Königstein, im Jahre 1964. - Geol. Archiv der Wismut GmbH, Nr. G-710, russ.
- [30] PIETZSCH, K. (1963): Geologie von Sachsen (Bezirke Dresden, Karl-Marx-Stadt und Leipzig). - Deutscher Verlag d. Wissenschaften, Berlin.
- [31] POLYKARPOVA, W. A. & MICHAILOWSKI, M. (1971): Ergebnisse der Untersuchungen zum Aufbau des Fundamentes der Elbtalzone im Bereich der in der Kreideformation lokalisierten Uranlagerstätte. - Geol. Archiv d. Wismut GmbH, Nr. 549 25, russ.
- [32] PUTSCHKOV, N.; MÜLLER, E.; BRUDER, U. (1989): Zur Untertagelaugung sedimentärer Erze in der Lagerstätte Königstein. - Wiss.-Techn. Inf. **34**: S. 38-46.
- [33] PUTSCHKOV, SYSSOJEV, SUBANOV u. a. (1983): Konstruktion, Erprobung und Untersuchung der Effektivität von Abriegelungssystemen für Laugungsblöcke. - Bericht V8/0, WTZ, Wismut GmbH, UA 1899.
- [34] ROMER, M.; DIETRICH, V. & VONMONT, H. (1995): Untersuchungen des chemisch-mineralogischen Verhaltens der Basaltoide im Bereich der Lagerstätte Königstein unter Flutungsbedingungen. - Geol. Archiv d. Wismut GmbH.
- [35] ROSCHER, O. & CLAUB, W. (1965): Ergebnisse der geologisch-geochemischen Sucharbeiten auf Begleitelemente des Urans anhand der Bohrprofile Nr. 26 und Nr. 54 durch die Lagerstätte Königstein. - Geol. Archiv d. Wismut GmbH, Nr. K-58, K-65.
- [36] RÖSLER, H. J. & LANGE, H. (1965): Geochemische Tabellen. - VEB Deutscher Verlag für Grudnstoffindustrie, Leipzig.
- [37] RYBALOV, B. L. (1970): Grundfragen der Entwicklung des Magmatismus, Metamorphismus und der Erzbildung im Saxo-Thuringikum und Daten zur absoluten Geochronologie. - Geol. Archiv, d. Wismut, GmbH, Nr. 54 927, russ.
- [38] SACHRUCHANJAN, E. L.; SCHUMILIN, J. P. u. a. (1967): Gesamtbericht über die Ergebnisse der Sucharbeiten in den Kreideablagerungen der Elbtalzone von 1961-1966. - Geol. Archiv der Wismut GmbH, Nr. G-850, russ.
- [39] SCHILOWSKI, P. P. (1977): Die Erzführung der variskischen Molassesenken in der südlichen DDR. - Geol. Archiv d. Wismut GmbH, Nr. 54 344, russ.
- [40] SCHILOWSKI, P. P. (1978): Versuch einer lokalen Prognose für Uranvererzungen vom Typ Freital. - Geol. Archiv der Wismut GmbH, Nr. 54 381, russ.
- [41] SCHREYER, J. (1996): Sanierung von Bergwerken durch gesteuerte Flutung. - Geowissenschaften **14**, Heft 11.
- [42] SCHREYER, J.; NINDEL, K. & RICHTER, J. (1994): Die Flutung der Uranlagerstätte Königstein. - European Metals Conference, June 1994, Freiberg.
- [43] SCHWARZE, K.-H. (1990): „Bergbau am Königstein“. - In: Seilfahrt. - Auf den Spuren des sächsischen Uranbergbaues: S. 134-143, Bode Verlag, Haltern.
- [44] SKAKUNOW, W. I. (1979): Projekt der Perspektivabteilung des ZGB. der SDAG Wismut für das Jahr 1979. - Geol. Archiv der Wismut GmbH, Nr. 4478, russ.
- [45] SLAVJAGIN, D. P. (1960): Jahresbericht der Sächsischen Expedition der SDAG Wismut für 1960. Gebiet der NE-Umrahmung des Erzgebirges mit Kreideablagerungen im Elbtalgraben. - Geol. Archiv d. Wismut GmbH, Nr. 54058, russ.
- [46] SMYSLOV, A. A. (1974): Uran und Thorium in der Erdkruste. - Verlag „NEDRA“, Leningrad, russ.
- [47] SOKOLOV, A. V. u. a. (1969): Die Ergebnisse der geologischen Sucharbeiten in den Kreideablagerungen des Elbtalgrabens für die Zeit von 1966-1968. - Geol. Archiv d. Wismut GmbH, Nr. 54123, russ.
- [48] TONNDORF, H. (1982): Ergebnisse der Such- und Erkundungsarbeiten und thematischen Untersuchungen auf Uran in den Kreideablagerungen im südöstlichen Teil des Elbtalgrabens, von 1979-1981. - Geol. Archiv d. Wismut GmbH, Nr. 54541.
- [49] TONNDORF, H. (1994): Metallogenie des Urans im ostdeutschen Zechstein. Ein Beitrag zum Nachweis und zur Charakteristik hypergener stofflicher Umverteilungs- und Anreicherungsprozesse. - Akademie-Verlag Berlin.
- [50] WASSILJEV, A. I. & NEKRASSOWA, S. A. (1973): Strukturelle Besonderheiten der Lokalisierung der Uranvererzung in der Lagerstätte Königstein und die stoffliche Zusammensetzung der Erze. - Geol. Archiv der Wismut GmbH, Nr. G-1600, russ.
- [51] WETROV, A. G. (1976): Methode zur Errechnung anomaler Konzentrationen von Blei-206 und Blei-208 nach den Resultaten der Blei-Isotopen-Analyse. - Aus: „Methoden der Erzgeophysik“ Bd. **11**, Ministerium für Geologie der UdSSR. Wissenschaftliches Forschungsinstitut für geophysikalische Suchmethoden in der UdSSR; Leningrad, russ.
- [52] WOROBJOV, B. V.; TONNDORF, H.; KÖRNER, D. (1963): Die Plattform-Entwicklungsperiode des Saxo-Thuringikums. - Geol. Archiv. d. Wismut GmbH, Nr. 54001, russ.
- [53] ZIMMERMANN, U. & SCHREYER, J. (1995): Erstellung experimenteller Daten mittels eines Flutungsexperimentes zur Vorbereitung der Flutung der Lagerstätte Königstein. - GeoCongress **1**, Uranium-Mining and Hydrology, Verlag Sven von Loga, Köln.
- [54] DECKER, F. (1963): Beiträge zur Kenntnis des Cenomans im Elbsandsteingebirge. - Berichte der Geologischen Gesellschaft, Bd. 8, H 2.

## 11 Tabellenverzeichnis

	Seite
Tab. 1: Vergleich globaler Lithosphären-Clarkewerte von Uran und Thorium mit der Elbtalzone (Angaben in g/t).....	17
Tab. 1a: Vergleich der Granite von Eibenstock/Westerzgebirge und Markersbach/Elbtalzone nach ihren Hintergrundgehalten an Uran und Thorium .....	18-19
Tab. 2: Hintergrundgehalte für Uran und Thorium in der Elbtalzone .....	20
Tab. 3: Gliederungsschema der Kreidetafel an der Lagerstätte, südöstliche Pirnaer Paläosenke, zwischen Gottleuba- und Bielatal, nach Bohrungen und Grubenaufschlüssen.....	24
Tab. 4: Vergleich von Subherzyner Mulde und Elbtalgraben (Pirnaer Senke) nach ihren Hintergrundgehalten an Uran und Thorium in den pelitischen Sedimenten von Rhät bis Kreide....	40
Tab. 5: Metallometrische Profile durch den 3. Erzhorizont .....	50-51
Tab. 6: Metallometrische Profile durch den 1. und 2. Erzhorizont .....	60-62
Tab. 7: Durchschnittliche Klufthäufigkeiten in den einzelnen Gesteinsarten der Lagerstätte (n. E. MEICHSNER, J. BECHER, J. HERHOLD u. a., [25]) .....	70
Tab. 8: Metallometrische Bohrprofile durch die Kluftezonen.....	79-80
Tab. 9: Metallometrie an Klüften des 2. und 3. Erzhorizontes in der Grube.....	81-82
Tab. 10: Uran- und Eisengehalte in hydrohämatischen Trümer-Fleckenerzen der Unterquader-Sandsteinbank (aus. W. I. WASSILJEV, 1973, [50]) .....	99
Tab. 11: Angaben zur mineralischen und makrochemischen Zusammensetzung von Grund- und cenomanem Deckgebirge an und in der Pirnaer Paläosenke.....	104-105
Tab. 12: Mikrochemische Gliederung von Kreideformation und Grundgebirge in der Pirnaer Paläodepression .....	107-109
Tab. 13: Elementgehalte (g/t) in Erz- und Nebengestein der 3 Erzhorizonte (nach O. ROSCHER und W. CLAUB, 1966, [35]).....	117
Tab. 14: Statistische Parameter für Uran und Thorium im präcenoman verwitterten und unverwitterten Grundgebirge der Pirnaer Paläosenke .....	126
Tab. 15: Verteilung des Urans auf die Minerale im Markersbacher Granit, n. W. A. POLYKARPOVA, 1971 [31].....	127
Tab. 16: Mittelwerte für Uran, Thorium und das Th/U-Verhältnis in Profilabschnitten des terrestrischen Cenoman und im granitischen Grundgebirge .....	128

Tab. 17: Werte der Th/U-Verhältnisse in Schluffsteinlagen der rotbunten Basisschichten des terrestrischen Cenoman .....	128
Tab. 18: Bohrprofile durch die geochemische Barriere des terrestrischen Cenoman und 3. Erzhorizont der Lagerstätte .....	130
Tab. 19: Zusammenstellung der von der SDAG Wismut in der Elbtalkreide eingesetzten übertägigen Bohrumfänge.....	145
Tab. 20: Alter von Pechblenden in den Ablagerungen des 2. Erzhorizontes nach dem Ionium-Uranverhältnis bestimmt, nach IWANOV, K. E. 1967 [12] .....	147
Tab. 21: Blei-Isotopenzusammensetzung (nach Röntgen-Spektroanalyse) in Klastiten (Schiefer-tone, Aleunrolithe, Sandsteine) des Cenoman mit Hintergrundgehalten an Uran .....	155
Tab. 22: Resultate von Blei-Isotopenanalysen aus der Lagerstätte, mit Vergleich zu Freital-Banne-witz.....	156-157
Tab. 23: Verhältnis von Urangelalt und Radationsdefekten (RD).....	158
Tab. 24: Mittelwerte des radioaktiven Gleichgewichtes ([Ra]/U) in der Lagerstätte.....	167
Tab. 25: Zusammenfassung der Untersuchungsergebnisse zur Lagerstättengenese .....	170
Tab. 26: Die durchschnittlichen Wasserzuflüsse in das Grubengebäude in den achtziger Jahren ..	186
Tab. 27: Erträge der chemischen Urangewinnung .....	191
Tab. 28: Zu erwartende Schadstoffkonzentrationen in den Flutungswässern, n. J. SCHREYER, 1996 [41].....	193

## 12 Abbildungsverzeichnis

	Seite
Abb. 1: Lageübersicht der Uranvererzungen in der Elbtalzone .....	14
Abb. 2: Schematisches geologisches Blockbild zum Elbsandsteingebirge. Aus „Geologische Streifzüge“, WAGENBRETH/STEINER, 1982. Urangeologisch ergänzt.....	15
Abb. 3: Profil durch die Elbtalkreide, von NW nach SE, mit Lagerstätte „Königstein“ .....	16
Abb. 4: Profil durch die Elbtalkreide, von S nach N, mit Lagerstätte „Königstein“ .....	16
Abb. 5: Schematischer Grundriß zur Pirnaer Paläosenke.....	22
Abb. 6-20: Gesteinsfotos aus Bohrkernen des Cenomans, Abb. 12-20 aus Bericht D. KÖRNER, 1962 [15] .....	26-29
Abb. 21-28: Fotos von untertägigen Aufschlüssen des Cenomans. Bergwerk „Königstein“, Wismut GmbH, SB Königstein .....	30-32

Abb. 29:	Karte des cenomanen Paläozuflußsystems..... 34	Abb. 50:	Westrand der Lagerstätte ..... 68
Abb. 30:	Grubenaufschluß im terrestrischen Cenoman..... 37	Abb. 51:	Geochemischer Schnitt durch den auskeilenden Unterquadersandstein ..... 69
Abb. 31:	Das Cenomanprofil der Bohrung 1665. Die faziell-geotektonische Rhythmizität der Schichtenfolge. Nach I. G. MELNIK, 1971 [26] ..... 38	Abb. 52:	Darstellung von „Kluftrosen“ für Grundgebirge und Kreideformation in der Lagerstätte. Nach W. I. WASSILJEV, 1973 [50] ..... 70
Abb. 32:	Häufigkeitsverteilung für die Hintergrundgehalte von Uran und Thorium im terrestrischen Cenoman der Pirnaer Paläosenke ..... 42	Abb. 53:	Grundrißdarstellung des 3. Erzhorizontes im Kreuzungsbereich von Zuflußsenke („Schacht 387-Forsthausweg“) und Klüftungszone ..... 71
Abb. 33:	Karte zur geologischen Position der Lagerstätte ..... 43	Abb. 54:	Lithologisch-metallometrische Schnitte durch Kluftvererzungen im 2. und 3. Erzhorizont ..... 72
Abb. 34:	Strukturschema der Lagerstätte..... 45	Abb. 55:	Schema einer Kluftzonenausbildung. Von E. MEICHSNER, J. BECHER, J. HERHOLD u. a. 1977 [25]..... 73
Abb. 35:	Schematisches Blockbild des Lagerstättengebietes. Nach WAGENBRETH 1991. Urangeologisch ergänzt ..... 46	Abb. 56:	Lithologisch-radiometrische Schnitte durch die „Zwischenzone“ ..... 74
Abb. 36:	Bohrprofile durch den 3. Erzhorizont, im Erzfeld „Pirna“ ..... 48	Abb. 57:	Lithologisch-radiometrische Bohrprofile durch die Lagerstätte in der Zentral- und Kontaktzone ..... 75
Abb. 37:	Geochemische Profile vererzter Schluff- und Tonsteinzwischenlagen in Sandsteinkomplexen. Verteilung von Uran und Thorium ..... 49	Abb. 58:	Schnitt durch die Lagerstätte im Kreuzungsbereich von Zuflußsenke („Breite Heide-Dürrer Grund“) und Klüftungszone (Zentral- und Kontaktzone) ..... 76
Abb. 38:	Geochemisches Profil (Bl. 2172/79) durch das terrestrische Cenoman der Zuflußsenke „Breite Heide“. Verteilung von Uran und organischem Kohlenstoff..... 52	Abb. 59:	Dokumentation einer Kluftvererzung, Ort 2 des Abbaublockes 1615 ..... 77
Abb. 39:	Geologischer Schnitt durch das Erzfeld „Pirna“ mit 3. Erzhorizont ..... 53	Abb. 60-78:	Dokumentation einer Kluftvererzung am Steigort 1 ..... 78
Abb. 40:	Geologischer Schnitt durch den 3. Erzhorizont in der Zuflußsenke „Breite Heide“ ..... 54	Abb. 60-78:	Fotos und Makro-Radioautographien von Gesteinsproben aus Bohrungen und Grubenauffahrungen ..... 84-93
Abb. 41:	Schematischer Grundriß der Lagerstätte. Nach A. I. Wassiljey, 1973 [50] ..... 56	Abb. 79:	Dokumentation von Fleckenerzen mit Uranschwärze und Pechblende im „Wurmsandstein“, 2. Erzhorizont. Nach A. I. WASSILJEV, 1973 [50] ..... 95
Abb. 42:	Profil des 1. und 2. Erzhorizont an der Bohrung 2127/80. Vertikalverteilung von Uran und Thorium ..... 57	Abb. 80:	Dokumentation von Fleckenerzen mit Hydrohämätit, Uranschwärze und Pechblende im gemaserten Sandstein, 1. Erzhorizont ..... 96
Abb. 43:	Karte zum nördlichen Ende der Konturen des 1. und 2. Erzhorizontes. Nach W. A. FELDGUN, 1973 [8]..... 58	Abb. 81:	Dokumentationen von Fleckenerzen mit Hydrohämätit, Uranschwärze und Pechblende im Unterquader. Von A. I. WASSILJEV, 1973 [50]..... 97
Abb. 44:	Lithologisch-radiometrische Bohrprofile im südlichen Teil der Lagerstätte ..... 63	Abb. 82-87:	Fotographien von Grubenaufschlüssen und Gesteinsproben mit Trümer-Fleckenvererzung. Aus A. I. WASSILJEV und S. A. NEKRASSOVA, 1973 [50]..... 98-99
Abb. 45:	Lithologisch-metallometrische Bohrprofile im nördlichen Teil der Lagerstätte..... 64	Abb. 88-99:	Mikrofotographien von Erzanschliffen. Aus S. A. NEKRASSOVA, 1973 [28] 100-103
Abb. 46:	Lithologisch-radiometrische Bohrprofile im zentralen Teil der Lagerstätte ..... 65	Abb. 100:	Geochemisches Diagramm. Konzentrationsverhältnisse chemischer Komponenten aus verwittertem und unverwittertem Grundgebirge ..... 106
Abb. 47:	Lithologisch-radiometrischer Schnitt durch die Lagerstätte, längs Bohrerkundungsprofil Nr. 26 ..... 66	Abb. 101:	Häufigkeitsverteilungen für Hinter-
Abb. 48:	Lithologisch-radiometrischer Schnitt durch die Lagerstätte, längs Bohrerkundungsprofil Nr. 46 ..... 66		
Abb. 49:	Lithologisch-geochemischer Schnitt durch den 1. und 2. Erzhorizont am		

	grundgehalte von Uran und Thorium im terrestrischen Cenoman und unterlagerndem Grundgebirge..... 110		Suche nach der Lagerstätte im Januar 1963 ..... 142
Abb. 102:	Geochemische Diagramme zur Kennzeichnung von stofflichen Beziehungen zwischen Grundgebirge und auflagerndem Cenoman ..... 111	Abb. 130:	Lithologisch-radiometrisches Profil der fündigen Bohrung 1210..... 143
Abb. 103:	Lithologisch-geochemisches Profil durch die Kreideformation an der Bohrung 2103/79 ..... 112	Abb. 131:	Genetisches Modell der Lagerstätte aus dem Jahr 1964. Von PETSCHONKIN, SACHRUCHANJAN, RUDOI [29]..... 146
Abb. 104:	Grundrißdarstellung der polymetallischen Basisanomalie ..... 114	Abb. 132:	Bohrlochschnitte durch das marine Cenoman mit 1. und 2. Erzhorizont. Von W. A. FELDGUN, 1973 [8] ..... 147
Abb. 105:	Geochemische Bohrlochschnitte durch die Basisanomalie ..... 115	Abb. 133:	Genetisches Modell der Lagerstätte von 1973. Nach W. A. FELDGUN, 1973 [8]... 149
Abb. 106:	Darstellung von Begleitelementen des Uran ..... 116	Abb. 134:	Schematische Karte zur Verteilung der Uranvorkommen in der sächsisch-böhmischen Kreide in Verbindung mit wichtigen tektonischen Strukturen. Nach W. A. FELDGUN, 1973 [8]..... 150
Abb. 107:	Litho-geochemische Profile des 1. und 2. Erzhorizontes am westlichen Rand der Lagerstätte (Bl. 2127/81 und 1923) - Korrelation von Uran und Blei..... 117	Abb. 135:	Geologischer Schnitt durch die Kreideformation mit der Lagerstätte Königstein und einem übertägigen Meßprofil zur Bestimmung anomaler Konzentrationen von Radon..... 152
Abb. 108-117:	Fotos und Auto-Makroradiographien von Sandstein mit radioaktivem Geröll in den Kreide-Basisschichten ..... 118-123	Abb. 136:	Graphische Bestimmung isotopengeochemischer Konstanten zur Berechnung des radiogenen Bleies-206 ..... 153
Abb. 118	Bohrprofile (Bl. 2470/84, Bl 2620/88) mit Urananomalien im Kreidefundament ..... 124	Abb. 137:	Vergleichende Häufigkeitsverteilung von Werten des Verhältnisses Pb-206/U aus den Uranlagerstätten Gittersee-Bannewitz (Freital) und Königstein ..... 154
Abb. 119:	Häufigkeitsverteilungen von Hintergrundgehalten des Urans in präcenoman verwitterten und unverwitterten Graniten und Granodioriten ..... 125	Abb. 138:	Korrelationsdiagramm: Urankonzentration und Radationsdefekte ..... 158
Abb. 120:	Präcenomane Verwitterungsprofile des Markersbacher Granites, mit Uran und Thorium ..... 127	Abb. 139:	Erzgeologische Schnitte durch die Basaltoidzone, von K.-H. Schwarze, 1982. 159
Abb. 121:	Geochemische Diagramme und ein geochemisches Profil. Darstellung der Werte des Th/U-Verhältnisses im Markersbacher Granit und im terrestrischen Cenoman ..... 129	Abb. 140:	Geochemische Profile durch den 2. und 1. Erzhorizont mit Werten des Konzentrationsverhältnisses von Pb-206/U..... 161
Abb. 122:	Geochemische Schnitte durch die Migrationsbarriere des 3. Erzhorizontes..... 131	Abb. 141:	Lithologisch-radiometrische Bohrprofile in der Zwischenzone (Bl. 2143/79 und Bl 2142/79) ..... 163
Abb. 123:	Darstellung der Konzentrationsfaktoren (KF-Werte) von Uran, Thorium und weiteren Elementen in der Lagerstätte sowie im unterlagernden verwitterten Grundgebirge ..... 132	Abb. 142:	Radiometrischer Schnitt durch die Zwischenzone..... 164
Abb. 124:	Gamma-Messung von Bl. 275/66..... 134	Abb. 143:	Korrelationsdiagramme von Uran und Radium..... 166
Abb. 125:	Geochemisches Profil des Cenoman von Bl. 275/66 ..... 135	Abb. 144:	Geochemisches Diagramm zur stadialen Entwicklung des 3. Erzhorizontes .... 168
Abb. 126:	Geochemisches Profil von Bl. 2403/81, Uranvorkommen Hinterhermsdorf..... 136	Abb. 145:	Darstellung von Beziehungen zwischen den Werten der Urankonzentration, des Pb-206/U- sowie U/Pb- Verhältnisses in der Lagerstätte..... 169
Abb. 127:	Geologischer Schnitt durch das Uranvorkommen ..... 137	Abb. 146:	Schema zur stadialen Herausbildung der Lagerstätte..... 171
Abb. 128:	Bohrprojekt der SDAG Wismut zur Suche nach Uran in den Kreideablagerungen der Elbtalzone für 1962..... 139	Abb. 147:	Schnitt durch die granitische Grundgebirgshochlage mit auflagerndem Turon am östlichen Rand der Lagerstätte ..... 173
Abb. 129:	Schematische Karte zum Stand der	Abb. 148:	Selbstfahrendes Bohrgerät vom Typ SIF-300, Foto: J. KUGLER ..... 174

- Abb. 149: Diagramm: Entwicklung der Uran-  
gehalte im Abbauerz von 1965 bis 1995  
(nach Wismut GmbH, SB Königstein) .. 175
- Abb. 150: Diagramm: Entwicklung der Vorrats-  
basis und Vorratslöschung von 1965  
bis 1995 (nach Wismut GmbH,  
SB Königstein)..... 175
- Abb. 151: Ansicht von Schacht „387“.  
Foto: Wismut GmbH; Abt. Öffentlich-  
keitsarbeit, CS 487/14 ..... 175
- Abb. 152: Ansicht von Schacht „398“.  
Foto: Wismut GmbH; Abt. Öffentlich-  
keitsarbeit, G 368/17 ..... 176
- Abb. 153: Übersichtskarte 1 : 25 000 mit Betriebs-  
flächen, Grubenkontur und Kontur des  
Bergbaueinwirkungsgebietes (Top.  
Grundlage: LvermA Sachsen)..... 177
- Abb. 154-160: Ansichten über- und untertägiger Berg-  
werksanlagen (Fotos: J. KUGLER, 1996  
und H. LAUSCH, 1996, sowie Wismut  
GmbH, Abt. Dokumentation und  
Information)..... 178-180
- Abb. 161: Übersichtsriß, Sanierungsbetrieb  
Königstein..... 182
- Abb. 162: 3-D-Schema zum Grubengebäude,  
Sanierungsbetrieb Königstein, 1996 ..... 183
- Abb. 163: Diagramm: Entwicklung von Abbau  
und Vorrichtung der Lagerstätte, von  
1966-1983 (nach Wismut GmbH,  
SB Königstein) ..... 185
- Abb. 164: Diagramm: Entwicklung der physischen  
Bergbauumfänge von 1964-1990..... 186
- Abb. 165: Schema zur Urangeinnung durch  
In situ-Gesteinsauslaugung (nach Wismut  
GmbH, SB-Königstein) ..... 187
- Abb. 167-171: Ansichten unter- und übertägiger Anla-  
gen und Mittel zur chemischen Urange-  
innung (Fotos: J. KUGLER, 1996 und  
H. LAUSCH, 1996)..... 188-190
- Abb. 172: Diagramm: Entwicklung der chemischen  
Urangeinnung, insgesamt und nach  
Anteilen (Wismut GmbH,  
SB Königstein) ..... 191
- Abb. 173: Grobes Schema zur Sanierung der unteren  
Grundwasserleiter der Kreideformation  
im Bergbaugebiet (Wismut GmbH,  
SB Königstein) ..... 194

### 13 Koordinaten-Verzeichnis speziell bearbeiteter Bohrungen

Lfd. Nr.	Bohrl.-Nr.	H	R	Z
I. Bohrungen, lithologisch untersucht				
1. West-Ostprofil durch die Lagerstätte Nr. 58 (Abb. 3, 39, 49, Beilage)				
1	250/66	<sup>56</sup> 46327,6	<sup>54</sup> 21975,4	212,4
2	200/66	45484,0	23609,0	193,9
3	1204	44394,1	24821,6	186,9
4	302/65	43385,8	25862,6	232,0
5	312/65	42890,0	26585,7	217,6
6	1104/61	42249,9	27366,0	208,4
7	1044	41857,2	28657,8	166,9
8	2101/79	41599,8	29873,9	334,8
9	2104/79	41499,6	29982,7	336,1
10	2105/79	41468,8	30020,1	336,3
11	2106/79	41444,3	30057,5	336,9
12	2107/79	41431,7	30083,4	336,9
13	2108/79	41420,4	30103,0	336,1
14	2109/79	41393,7	30124,0	337,2
15	2180/79	41394,9	30176,9	336,1
16	2181/79	41361,4	30196,6	336,6
17	2111/79	41306,5	30245,6	337,7
18	2112/79	41296,1	30270,6	338,0
19	2736	41279,7	30282,0	338,4
20	2113/79	41289,4	30296,8	338,7
21	2114/79	41258,8	30356,6	340,5
22	2738	41246,6	30374,4	341,2
23	2115/79	41226,3	30420,5	341,8
24	2740	41218,0	30464,7	342,1
25	2116/79	41198,3	30492,9	341,5
26	2117/79	41192,3	30515,0	342,8
27	2118/79	41178,3	30547,0	342,4
28	2119/79	41171,4	30585,8	341,0
29	2120/79	41166,8	30610,6	338,9
30	2121/79	41152,4	30640,9	335,9
31	2744	41149,4	30655,2	334,4
32	2122/79	41146,5	30673,4	333,7
33	2124A/79	41121,2	30745,2	325,1
34	1902	41107,7	30764,3	323,4
35	2125/79	41103,1	30789,4	321,0
36	2126/79	41085,4	30832,1	316,4
37	2128/79	41056,1	30907,9	316,1
38	2174/79	40970,8	31218,0	332,2
39	1926	40865,9	31462,8	317,6
40	1927	40846,6	31511,0	309,9
41	1928	40829,9	31559,2	305,0
42	1929	40811,7	31607,8	309,9
43	1930	40795,5	31656,7	314,8
44	1931	40777,2	31703,1	317,8
45	1932	40762,0	31749,5	320,2
46	1933	40743,6	31795,9	323,2
47	1934	40731,8	31835,8	326,1
48	1935	40708,7	31880,3	329,5
49	1937	40658,9	31970,3	335,2
50	1938	40644,3	32004,5	341,4
51	1713	40595,5	32097,8	364,7
52	1715	40577,3	32190,8	344,9
53	1717	40560,6	32297,8	342,7
54	1719	40509,4	32386,9	341,4

Lfd. Nr.	Bohrl.-Nr.	H	R	Z
55	1721	<sup>56</sup> 40484,4	<sup>54</sup> 32477,9	338,6
56	1722	40455,6	32539,2	338,3
57	1723	40440,1	32575,6	339,0
58	1724	40425,3	32623,1	339,6
59	1725	40408,5	32669,3	340,6
60	1148	40243,0	32874,5	338,4
61	1149	40203,4	33024,8	316,2
62	1142	40160,7	33209,8	271,2
2. Süd-Nordprofil durch die Lagerstätte (Abb. 4)				
63	1161/61	<sup>56</sup> 36967,4	<sup>54</sup> 32201,3	376,5
64	2318	37517,5	31947,0	431,8
65	2308	37921,2	31845,9	419,2
66	2309	38157,5	31796,9	402,3
67	2349	38257,4	31776,4	397,4
68	2346	38346,4	31764,1	391,7
69	2331	38676,2	31712,5	378,6
70	2492	38913,2	31688,4	365,6
71	2468	39073,5	31743,2	380,2
72	2363	39450,6	31740,0	376,4
73	2160	40087,1	31879,8	347,0
74	1770	40949,9	32006,8	325,05
75	1424	41151,8	32218,9	317,1
76	1665	41628,3	32258,6	292,5
77	1522	42098,1	32438,1	316,6
78	1838	42527,3	32541,8	288,7
79	2022	42987,3	32642,1	247,6
80	419/69	43106,7	32664,6	267,5
81	1874	43246,0	32681,7	267,2
82	2615/88	43480,1	32713,0	261,9
83	2619/89	43936,3	32688,8	243,9
84	2628/89	44350,8	32739,3	232,6
85	1078	44695,0	32580,2	206,9
86	490/67	45457,1	32688,1	276,6
87	2424/81	46682,9	32591,8	182,0
88	1111	47026,6	32103,9	115,8
89	446/66	49911,9	33060,1	266,9
3. Schnitt durch den 3. Erzhorizont (Abb. 40)				
90	2167/80	<sup>56</sup> 40775,3	<sup>54</sup> 31050,7	346,6
91	2132/80	40766,5	31069,1	345,5
92	2168/80	40754,8	31092,0	346,0
93	2165/80	40752,9	31118,3	347,7
94	2169/80	40746,0	31139,8	347,7
95	2133/80	40742,3	31159,4	346,5
96	2170/80	40734,2	31185,3	346,6
97	2164/80	40726,5	31204,7	346,5
98	2134/80	40722,0	31212,7	346,4
99	2160/80	40702,3	31268,9	346,6
100	2161/80	40693,2	31290,3	346,8
4. W-O-Schnitt durch die Lagerstätte, Bohrerkundungsprofil Nr. 26 (Abb. 47)				
101	2503	<sup>56</sup> 42101,8	<sup>54</sup> 31665,3	318,8
102	1508	42102,3	31707,8	319,8
103	1509	42100,7	31761,2	320,9
104	1510	42100,9	31811,3	320,7
105	1511	42100,0	31866,7	320,5
106	1557	42100,5	31915,7	319,6

Lfd. Nr.	Bohrl.-Nr.	H	R	Z
107	1513	<sup>56</sup> 42098,5	<sup>54</sup> 31971,3	319,0
108	1514	42097,0	32024,4	317,8
109	1515	42096,5	32076,5	316,3
110	1516	42098,5	32128,9	317,8
111	1517	42096,7	32181,0	318,7
112	1518	42099,0	32231,0	318,5
113	1519	42100,3	32280,8	318,2
114	1520	42100,9	32333,9	317,2
115	1521	42099,4	32384,0	316,7
116	1243	42129,6	32484,6	314,0
117	1524	42102,2	32534,6	314,3
118	1525	42103,1	32584,2	312,6
119	1526	42103,6	32632,2	311,1
120	1527	42104,3	32680,8	309,7
121	1528	42104,9	32729,7	307,6
122	1529	42102,8	32791,4	303,8
123	1523	42102,2	32855,0	299,7
124	1588	42063,1	32983,4	274,7
125	1589	42049,3	33035,7	276,1
126	1590	42102,2	33111,2	258,0
127	1512	42101,9	33103,2	258,2
128	1591	42110,3	33143,6	256,6
5. W-O-Schnitt durch die Lagerstätte, Bohrerkundungsprofil Nr. 46 (Abb. 48)				
129	2544	<sup>56</sup> 41304,9	<sup>54</sup> 31756,3	300,8
130	2546	41246,6	31913,4	340,5
131	2547	41246,4	31916,8	341,2
132	1446	41231,1	31966,7	308,3
133	1460	41214,2	32014,9	308,6
134	1461	41208,6	32022,5	308,4
135	1454	41172,2	32135,6	341,6
136	1425	41153,6	32232,2	316,3
137	1426	41151,1	32225,1	316,9
138	1409	41106,4	32405,9	323,1
139	1411	41030,0	32528,2	318,6
140	1449	40975,6	32764,6	309,6
6. Schnitt durch die granitische Grundgebirgsschwelle (Abb. 147)				
141	2180/80	<sup>56</sup> 40901,1	<sup>54</sup> 32853,7	315,2
142	2181/80	40878,2	32932,8	317,3
143	2182/80	40841,3	33008,3	321,5
144	2183/80	40847,0	33085,3	321,7
145	2184/80	40808,9	33139,8	323,4
146	2185/80	40796,8	33255,5	323,0
147	2186/80	40799,1	33338,2	320,8
148	2187/80	40797,5	33468,3	317,1
149	2188/80	40796,3	33543,7	314,6
150	2189/80	40829,0	33643,9	307,7
7. Schnitte durch die „Zwischenzone“ (Abb. 55)				
151	2162/81	<sup>56</sup> 41047,5	<sup>54</sup> 30635,7	338,0
152	2164/81	41029,4	30681,8	336,7
153	2166/81	41009,4	30730,6	329,2
154	2109/82	41016,3	30520,6	347,9
155	2110/81	40999,0	30568,0	343,0
156	2120/81	40989,3	30594,5	342,1
157	2111/82	40982,3	30614,1	342,2
158	2112/82	40970,7	30644,2	341,9
159	2122/82	40966,5	30668,1	339,6
160	2157/81	41218,3	30731,6	324,7

Lfd. Nr.	Bohrl.-Nr.	H	R	Z
161	2158/81	<sup>56</sup> 41207,4	<sup>54</sup> 30754,7	322,6
162	2103/81	41204,7	30765,7	322,2
163	2159/81	41202,2	30777,5	321,6
164	2160/81	41195,3	30801,5	319,6
165	2161/81	41189,2	30826,0	317,8
8. Radiometrischer Schnitt durch die „Zwischenzone“ (Abb. 142)				
166	2115/80	<sup>56</sup> 41592,0	<sup>54</sup> 30706,3	330,5
167	2141/79	41505,6	30830,9	325,8
168	2110/80	41413,4	31042,3	310,9
169	2111/80	41399,0	31071,3	308,5
170	2112/80	41373,3	31150,5	302,0
9. Schnitte durch das marine Cenoman der Lagerstätte (Abb. 132)				
171	1280	<sup>56</sup> 42503,8	<sup>54</sup> 30870,0	310,8
172	1281	42806,4	31662,5	298,3
173	1882	42807,4	32434,8	281,2
174	1884	42771,0	32536,0	280,0
175	1885	42764,2	32592,0	277,3
176	1887	42770,2	32691,8	273,0
177	1888	42782,9	32740,9	272,0
178	1889	42776,6	32795,6	269,2
179	1890	42780,0	32841,9	264,6
180	1891	42778,5	32904,4	253,4
181	1892	42768,7	32959,4	245,9
182	1893	42773,6	33006,6	238,1
183	1894	42776,5	33055,7	232,2
184	1895	42779,5	33096,7	221,7
185	1896	42781,8	33152,5	230,1
186	1897	42772,4	33204,5	236,3
187	1898	42771,6	33258,1	241,0
188	1899	42771,0	33305,5	245,8
189	1873	42668,6	33379,7	240,6
190	2528	41710,5	31258,2	323,8
191	2529	41658,3	31568,7	293,7
192	2531	41555,2	31876,3	291,4
193	2532	41534,7	31932,7	287,3
194	2533	41529,0	31981,9	285,2
195	2534	41517,8	32029,5	281,6
196	1659	41571,3	32191,0	287,9
197	1664	41593,6	32223,6	287,9
198	1666	41657,2	32294,8	291,6
199	1667	41682,3	32336,3	287,8
200	1668	41695,8	32378,4	286,7
201	1669	41714,6	32428,9	286,1
202	1670	41740,5	32468,0	287,0
203	1671	41754,4	32516,7	287,8
204	1672	41753,3	32562,9	285,5
205	1673	41757,9	32615,2	281,9
206	1674	41772,4	32661,9	283,8
207	1681	41721,9	32841,2	243,2
208	2170	40213,9	31198,4	338,8
209	2171	40192,6	31289,2	347,1
210	2172	40192,6	31293,5	346,4
211	2173	40191,0	31298,8	346,8
212	2175	40162,0	31453,6	352,6
213	2176	40160,2	31457,8	352,8
214	2177	40092,7	31526,8	374,5
215	2178	40082,1	31566,8	374,9

Lfd. Nr.	Bohrl.-Nr.	H	R	Z
216	2179	<sup>56</sup> 40068,1	<sup>54</sup> 31611,9	377,2
217	2180	40035,3	31711,1	347,2
218	2181	40025,0	31709,9	348,0
219	2182	40012,3	31758,0	348,6
220	2183	39969,4	31873,5	350,2
221	2184	39970,7	31877,0	349,8
222	2185	39968,2	31880,9	350,9
223	2191	39927,0	32005,7	387,1
224	2186	39926,3	32009,3	386,8
225	2192	39897,9	32094,8	359,5
226	2187	39869,5	32133,3	355,5
227	2188	39873,2	32206,9	345,2
228	2194	39806/1	32271,0	334,2
229	2189	39819,0	32336,0	323,8
230	2196	39777,8	32431,0	302,6
231	2221	39776,6	32435,9	302,0
<b>10. Sonstige genannte Bohrungen aus dem Lagerstättengebiet</b>				
232	2140/81	<sup>56</sup> 41833,1	<sup>54</sup> 29664,1	339,4
233	2450/80	39978,3	30459,6	373,0
234	2440/80	43080,7	29447,0	294,8
235	2160/80	40702,3	31268,9	346,6
236	2110/81	40999,0	30568,0	343,0
237	1277	41182,4	30557,3	341,9
238	1273	41379,6	30520,7	335,0
239	1066	40960,9	30840,5	314,7
240	1058	41297,6	30674,0	330,0
241	1274	41564,4	30406,2	330,8
242	1916	40643,9	31754,5	325,4
243	2412/80	39409,4	30031,8	301,3
244	2414/80	39373,9	30118,6	302,4
245	2470/84	39110,2	27293,3	322,4
246	2293/85	40951,1	28504,7	254,0
247	2289A/85	40798,5	27939,4	323,0
248	2389	39220,6	32029,8	413,8
249	2313	39031,6	30797,6	319,3
250	478/67	44673,8	32846,0	191,0
251	1210	41217,3	32411,5	314,4
252	1210E	41207,6	32410,9	315,0
<b>11. Vorkommen Meißen-Niederau</b>				
253	239/66	<sup>56</sup> 72639,8	<sup>46</sup> 04434,6	154,6
254	537/67	72866,6	04695,0	162,1
255	282/66	72949,3	<sup>53</sup> 95375,3	158,0
256	547/66	70882,3	97476,6	106,4
257	542/67	71630,8	96016,0	109,1
258	235/66	68595,2	99959,7	113,2
259	7H/67	68095,4	<sup>54</sup> 00486,3	116,6
<b>12. Vorkommen Leuteritz</b>				
260	262/66	<sup>56</sup> 60824,8	<sup>54</sup> 04636,2	206,9
261	626/66	62693,6	05752,2	105,6
262	267/66	60403,0	04362,4	232,2
<b>13. Vorkommen Hausdorf</b>				
263	1327/62	<sup>56</sup> 45015,5	<sup>54</sup> 06603,6	372,0
264	1328/62	43308,9	07042,6	411,5
265	1357/62	41570	13860	339
266	1346/62	41540	14145	352
267	972/62	41426,4	13869,9	342,4
268	1360/62	41445	14090	348
269	1361/62	41340	14030	346
270	1347/62	41260	14140	346

Lfd. Nr.	Bohrl.-Nr.	H	R	Z
271	1362/62	<sup>56</sup> 41190	<sup>54</sup> 14255	343
272	1371/68	46043,1	07863,6	357,5
273	1376/68	43802,3	10857,6	366,5
<b>14. Vorkommen Rosenthal</b>				
274	1001/61	<sup>56</sup> 33837,0	<sup>54</sup> 32999,4	380,0
275	1034/61	33900,8	32787,9	443,0
276	1032/61	34012,5	32707,2	435,4
277	1036/61	33968,2	32401,4	446,7
278	195	33603,4	32341,9	464,8
279	601/73	33529,8	32137,8	473,7
280	609/73	33627,0	32416,0	462,0
281	1608	34897,3	37419,5	347,6
282	1187/64	33856,0	36859,7	380,4
<b>15. Vorkommen Hinterhermsdorf</b>				
283	452/68	<sup>56</sup> 43071,7	<sup>54</sup> 56783,7	292,8
284	448/67	42801,9	57175,7	277,2
285	2420/81	41705,3	54143,1	330,2
286	2408/81	41018,0	55612,4	280,8
287	2407/81	40975,6	56080,3	334,4
288	2413/81	42381,1	55175,2	414,1
289	2418A/81	42956,8	55000,9	396,6
290	2409/81	44255,8	56899,4	332,5
<b>II. Bohrungen, geochemisch und lithologisch untersucht</b>				
<b>1. Pirnaer Paläosenke mit Lagerstätte Königstein, Kreideformation (Abb. 104)</b>				
1	392E	<sup>56</sup> 50280,7	<sup>54</sup> 29548,6	210,5
2	329/66	48213,6	29472,0	243,0
3	2102/81	46128,9	29425,5	220,9
4	337	45916,8	29567,9	226,6
5	2424/80	45484,3	30116,7	241,5
6	2159/80	45042,6	31042,8	250,5
7	2156/80	44914,9	31464,8	231,4
8	2168/81	44359,8	30204,1	256,3
9	2432/81	44836,4	35352,7	231,5
10	2633/89	43593,2	32499,7	269,8
11	2630/89	43746,8	32670,2	253,6
12	2606/88	43588,0	32694,9	260,9
13	2442/80	43135,5	29219,9	291,3
14	2438/80	43020,8	29681,6	299,7
15	2431/80	42780,0	30667,1	301,0
16	2178/80	42726,4	31086,0	302,9
17	2116/80	42447,0	31624,1	307,8
18	2142/79	41472,2	30947,2	322,7
19	2143/79	41455,1	30991,5	317,5
20	1432	41070,2	32467,2	318,7
21	1433	41011,7	32571,4	316,9
22	2190/80	40814,4	33679,4	307,0
23	2714	41402,1	30219,7	338,7
24	2718	41339,2	30404,5	339,1
25	2722	41268,5	30599,4	336,6
26	2127/80	41074,2	31340,9	335,8
27	Steigort1/ Gr.	40910	31994	~94
28	Ort2/Gr.	40937	32028	~94
29	2148/81	42549,5	29309,3	318,3
30	2103/79	41534,6	29941,4	335,9
31	2110/79	41318,9	30220,7	337,4
32	2123/79	41133,3	30711,9	329,0
33	2179/79	41132,1	30720,4	328,1

Lfd. Nr.	Bohrl.-Nr.	H	R	Z
34	2127/79	<sup>56</sup> 41066,2	<sup>54</sup> 30873,9	314,0
35	1903	41056,7	30909,1	317,0
36	1904	40986,4	31105,6	330,9
37	2171/79	40973,3	31131,8	326,8
38	2172/79	40990,6	31152,8	325,8
39	2173/79	40992,7	31196,6	329,1
40	2175/79	40952,4	31235,9	335,2
41	2176/79	40935,9	31256,7	337,5
42	1923	40939,6	31274,6	338,7
43	2177/79	40925,1	31283,2	339,2
44	2178/79	40920,0	31319,2	339,2
45	1924	40904,7	31368,5	335,2
46	1925	40883,6	31415,1	323,8
47	1936	40680,1	31930,4	332,5
48	1939	40621,6	32045,2	341,6
49	1716	40586,8	32206,3	343,6
50	HG22	41191,1	29453,3	207,5
51	2163/81	41035,8	30654,5	337,7
52	2165/81	41016,6	30703,7	334,7
53	2113/80	40706,6	31245,6	346,8
54	2104/81	40676,5	30753,1	331,6
55	2181/81	40657,0	31101,6	352,4
56	2188/81	40594,3	31259,6	340,9
57	2182/79	40830,1	29357,9	235,9
58	2420/80	40669,0	30212,8	306,2
59	2171/80	40498,7	30946,1	360,2
60	2222	39761,8	32491,1	301,8
61	2152/80	40522,1	30020,4	308,9
62	2455/80	39759,6	30929,0	397,0
63	2300	39350,6	32256,4	323,7
64	2368	39279,0	32153,0	411,8
65	2404/80	39642,7	29359,3	287,0
66	2407/80	39573,8	29565,8	282,4
67	2408/80	39524,9	29689,7	289,8
68	2411/80	39420,0	29985,1	300,3
69	2413/80	39391,8	30071,9	301,9
70	2417A/80	39216,7	30452,4	309,0
71	2330	38679,5	31648,5	378,8
72	3333	38602,7	31901,5	384,2
73	3334	38581,4	31987,5	335,0
74	1075	38656,4	32105,5	389,4
75	2105/81	39132,7	28820,8	300,1
76	2152/81	39090,7	28913,4	303,0
77	2154/81	38818,7	29424,2	308,7
78	2469/80	38639,5	29781,7	317,2
79	1694	40869,6	31977,0	332,1
80	1422	41253,0	32229,7	309,8
81	2082	40388,6	31880,8	341,8
82	2149	40274,2	31360,5	336,1
83	1705	40491,4	32167,2	350,4

84	1235	42778,3	32640,2	275,8
85	1698	47907,0	32564,0	321,8
86	1043	40998,1	28493,0	253,8
87	1045	42390,2	29655,2	317,6
88	1093	44011,0	26805,4	141,0
89	H107	39751,9	33069,1	248,1
90	1221	41514,5	32386,7	286,2
91	1483	41907,7	32300,7	323,7
2. Paläosenke, Grundgebirge und Grundgebirgsumrahmung				
92	4805/66	<sup>56</sup> 36197,1	<sup>54</sup> 29541,2	374,3

Lfd. Nr.	Bohrl.-Nr.	H	R	Z
93	4807/67	<sup>56</sup> 34897,1	<sup>54</sup> 28462,2	424,8
94	4809/67	34961,8	29512,4	375,0
95	3952/66	34948,6	28999,8	369,0
96	2406/82	39882,3	28690,7	297,4
97	2407/82	40184,7	28784,8	282,5
98	2409/82	41084,8	28889,8	243,4
99	2410/82	40315,8	27892,8	308,5
100	2442/82	41161,4	30626,7	337,6
101	2620/88	40446,6	32768,8	340,9
102	2622/89	39538,6	32379,0	339,5
3. Übrige Uranvorkommen				
a) Leuteritz				
103	248/66	<sup>56</sup> 60518,7	<sup>54</sup> 04871,7	208,0
104	249/66	60330,9	04814,9	214,2
105	275	59908,9	04667,6	234,1
b) Rosenthal				
106	153	<sup>56</sup> 33668,6	<sup>54</sup> 32577,7	457,4
107	2455/81	31691,3	34988,2	488,5
108	2448/81	32865,0	34619,1	475,5
c) Hinterhermsdorf				
109	442/66	<sup>56</sup> 41650,1	<sup>54</sup> 56312,8	350,8
110	441/68	41719,9	55941,5	321,7
111	2406/81	41434,8	56471,2	359,5
112	2403/81	43119,4	56316,6	315,1
113	2410/81	43662,1	56125,8	406,2
114	2411/81	43332,6	55750,7	402,1

## 14 Verwendete stratigraphische Symbole

In der vorliegenden Abhandlung werden die auf den alten geologischen Spezialkarten verwendeten Symbole benutzt und weiterentwickelt. Da es dabei zu Verwechslungen zur (alt-)deutschen und auch zur internationalen Systematik kommen kann, werden die im Text verwendeten Symbole den sonst auf den neuen sächsischen Karten üblichen gegenübergestellt (vgl. auch Tabelle 3).

	Bei der Wismut GmbH und im vorliegenden Band verwendete Symbole		auf neuen sächsischen Karten	
Oberkreide			K2 (oder K für Kreide allgemein)	
Turon	t		K2t bzw. Kt	
Cenoman	c		K2c bzw. Kc	
Mittelturon	t <sub>2</sub>		Kt <sup>2</sup>	
Oberquadersandstein	t <sub>1</sub> s <sub>2</sub>		sKt <sup>2-3</sup>	auch
Glaukonitischer Mergelpläner	t <sub>2</sub> p <sub>2</sub>			Postelwitzer Schtn.
Mittlerer Grünsandstein	t <sub>2</sub> s <sub>1</sub>		sKt <sup>2</sup> G2	KtPow, (Kp)
Lamarckipläner	t <sub>2</sub> p <sub>1</sub>		pKt <sub>2</sub>	
Lamarckiton	t <sub>2</sub> t <sub>1</sub>			
Unterturon	t <sub>1</sub>		Kt <sub>1</sub>	
Plänersandstein-2	t <sub>1</sub> ps <sub>2</sub>			auch
Labiatussandstein	t <sub>1</sub> s	t <sub>1</sub> sLi	sKt	Schmilkaer Schtn.
Plänersandstein-1	t <sub>1</sub> ps <sub>1</sub>	t <sub>1</sub> s <sub>mas.</sub>		KtSmi, (K <sub>Sm</sub> )
Labiatuspläner	t <sub>1</sub> p	t <sub>1</sub> p	pKt <sup>1-2</sup>	
Cenoman-turoner Übergang	c/t	t <sub>1</sub> ts	K <sub>c-t</sub>	auch
Turonton	t <sub>1</sub> t	t <sub>1</sub> t		Dölzscher Schtn.
Glaukonitsandstein	c <sub>1</sub> s <sub>G</sub>	t <sub>sglk</sub>		Kc <sup>3</sup> Döz, (K <sub>D</sub> )
gemaserter Sandstein	c <sub>1</sub> s <sub>mas.</sub>	t <sub>sgem.</sub>		
Cenoman, marin	c <sub>1</sub> s	cm	mKc <sup>2</sup> , mKc	
Unterquadersandstein	c <sub>1</sub> s <sub>qu</sub>	cm <sub>2</sub>	sKc <sup>3</sup>	
Wurmsandstein	c <sub>1</sub> c <sub>w</sub>	cm <sub>1</sub>		
Cenoman, terrestrisch	c <sub>1</sub> c <sub>wL</sub>	ctr	<sub>t</sub> Kc, <sub>t</sub> Kc <sup>1-2</sup>	auch
See-Sumpfschichten		ctr <sub>3</sub>		Niederschönaer Schtn.
Flußbauenschichten		ctr <sub>2</sub>		Kc <sup>1-2</sup> Nis, (K <sub>N</sub> )
Rotbunte Basisschichten	c <sub>1</sub> c <sub>K</sub>	ctr <sub>1</sub>	<sub>k</sub> Kc <sup>1</sup>	(Grundschotter)
Verwitterungskruste präcenomane	VD	VWD		
cenomane Landoberfläche				
Unverwittertes Grundgebirge	Altpal. Proteroz.			

Die geologischen Karten und geologischen Druckschriften des Sächsischen Landesamtes für Umwelt und Geologie befinden sich im Vertrieb des Landesvermessungsamtes Sachsen, Olbrichtplatz 3, 01099 Dresden, Postanschrift: Postfach 10 03 05, 01073 Dresden, Tel.: (0351) 8382 – 608, Fax: (0351) 8382 - 202

### **In der Reihe „Bergbau in Sachsen“ erschienen bisher:**

#### **Band 1**

HÖSEL, G., unter Mitarbeit von HOTH, K., JUNG, D., LEONHARDT, D., MANN, M., MEYER, H. & TÄGL. U.: **Das Zinnerz-Lagerstättengebiet Ehrenfriedersdorf/Erzgeb.** - 189 S., 132 Abb., 40 Tab., umfangreiche Verzeichnisse zur veröffentlichten und unveröffentlichten Literatur, 1 geol. Karte und Sohlenrisse als Anlagen, Freiberg Mai 1994, Preis DM 38,50

#### **Band 2**

KUSCHKA, E. & HAHN, W.: **Flußspatlagerstätten des Südwestvogtlandes Schönbrunn, Bösenbrunn, Wiedersberg.** - 283 S., zusätzlich 22 Einschlagtafeln, 201 Abb., zahlreiche Tabellen im Text und 50 größere Tabellen in einem Anlagenteil, 239 Literaturangaben zur veröffentlichten und unveröffentlichten Literatur, 3 farbige Kartenbeilagen, Freiberg Januar 1996, Preis DM 54,00

#### **Band 3**

HÖSEL, G., TISCHENDORF, G. & WASTERNAK, J., unter Mitarbeit von BREITER, K., KUSCHKA, E., PÄLCHEN, W., RANK, G. & STEMPROK, M.: **Erläuterungen zur Karte „Mineralische Rohstoffe Erzgebirge - Vogtland/Krušné hory 1 : 100 000“, Karte 2: Metalle, Fluorit/Baryt – Verbreitung und Auswirkungen auf die Umwelt.** - 144 S., 54 Abb., 570 Literaturzitate, umfangreiche Verzeichnisse, Freiberg 1997, Preis DM 25,00

#### **Band 4**

HÖSEL, G., unter Mitarbeit von FRITZSCH, E., JOISIGER U. & WOLF, P.: **Das Lagerstättengebiet Geyer.** - 112 S., 110 Abb., 24 Tab., umfangreiche Verzeichnisse zur veröffentlichten und unveröffentlichten Literatur, Freiberg 1996/1997, Preis DM 25,00

#### **Band 5**

ILGNER, E.-M. & HAHN, W.: **Die Schwerspatlagerstätte Brunndöbra und das Schwerspatvorkommen Scharrtanne im Ostvogtland/Westerzgebirge.** - 120 S., 63 Abb., 23 Tab., umfangreiche Verzeichnisse zur veröffentlichten und unveröffentlichten Literatur, Freiberg Mai 1998, Preis DM 25,00

#### **Band 6**

KUSCHKA, E.: **Die Uranerz-Baryt-Fluorit-Lagerstätte Niederschlag bei Bärenstein, nebst benachbarten Erzvorkommen.** - ca. 160 S., in Druckvorbereitung

**Band 7:** dieser Band

Weitere Bände befinden sich in Bearbeitung bzw. in Druckvorbereitung.

### **In der Reihe „Geoprofil“ erschienen bisher:**

**Nr. 1 (1989):** Beiträge zum Niederlausitzer Braunkohlenrevier.- darin drei farbige Kartenbeilagen zum Känozoikum der Lausitz, 64 Seiten, 24,00 DM

**Nr. 2 (1990):** BRAUSE, H.: Beiträge zur Geodynamik des Saxothuringikums. - 88 S., 24,00 DM

**Nr. 3 (1991):** Beiträge zur Lagerstättengeologie im Raum Ehrenfriedersdorf/Vogtland.- 76 S., 24,00 DM

**Nr. 4 (1992):** WOLF, L. & SCHUBERT, G.: Die spätertertiären bis elstereiszeitlichen Terrassen der Elbe und ihrer Nebenflüsse und die Gliederung der Elster-Kaltzeit in Sachsen.- Außerdem weitere Arbeiten zur Geologie und Lagerstättengeologie Sachsens.  
72 S., Karten und Tabellenbeilagen, 24,00 DM

(Geoprofil : )

**Nr. 5 (1995):** Geowissenschaftliche Karten und Kartierung im Freistaat Sachsen.- 81 S., 24,00 DM

**Nr. 6 (1996):** Geophysik in Sachsen.- Darin als Beilage u. a. die farbige Schwereübersichtskarte 1 : 500 000 der neuen Bundesländer.- 128 S., 35,00 DM

**Nr. 7 (1997):** KUSCHKA, E.: Atlas der Hydrothermalite des Vogtlandes, Erzgebirges und Granulitgebirges.- 151 S., 113 Mineralisationsschemata, 30,00 DM

**Nr. 8 (1998):** 125 Jahre amtliche Geologie in Sachsen.- 65 S., 24,00 DM

**Nr. 9 (2000):** STORCH, K. V., JORDAN, H., GLÄSER, W., ABRAHAM, T., GRIMM, R. & MÜLLER, B.: **Mineral- und Thermalwässer in Sachsen.**- 245 S., 164 Abb., 81 Tab., 43 Anl.; 25,00 DM (im Druck)

## Geologische Karten:

Im Vertrieb des Landesvermessungsamtes Sachsen sind alle früheren geologischen Karten, soweit sie noch verfügbar sind. Vergriffene Karten sind in der Regel als Nachdrucke lieferbar, sie sollten aber insbesondere hinsichtlich der stratigraphischen Bezeichnungen und der Symbolgebung nicht mehr unkontrolliert verwendet werden.

In der **Übersichtsakartenreihe 1 : 400 000** sind erschienen:

- GÜK 400      **Geologische Übersichtskarte des Freistaates Sachsen.** - Freiberg 1992; DM 18,00  
 GÜK 400 o. Q.    Geologische Übersichtskarte des Freistaates Sachsen 1 : 400 000, **Karte ohne quartäre Bildungen.** - Freiberg 1994; DM 18,00  
 GÜK 400 o. KZ.   Geologische Übersichtskarte des Freistaates Sachsen 1 : 400 000, **Karte ohne känozoische Sedimente.** - Freiberg 1995; DM 18,00  
 BÜK 400      **Übersichtskarte der Böden** des Freistaates Sachsen 1 : 400 000. - Freiberg 1993; DM 15,00  
 GravÜK 400    **Gravimetrische Übersichtskarte** des Freistaates Sachsen 1 : 400 000. - Freiberg 1993; DM 15,00  
 MÜK 400      **Geomagnetische Übersichtskarte** des Freistaates Sachsen 1 : 400 000. - Freiberg 1996, DM 15,00  
 SeismÜK 400   **Seismologische Übersichtskarte** des Freistaates Sachsen 1 : 400 000. - Freiberg 1996, DM 15,00

Alle Übersichtskarten enthalten auf der Rückseite kurzgefaßte Erläuterungen.

Im gleichen Blattschnitt und auf gleicher Topographie erscheint auch die inzwischen mehrmals aktualisierte Gewässergütekarte.

## Übersichtskarten 1 : 100 000:

- GK 100      Geologische Karte Erzgebirge / Vogtland 1 : 100 000, West- und Ostblatt.- Freiberg 1995  
 Zusammen DM 60,00  
 GK 100 (R)    Mineralische Rohstoffe Erzgebirge-Vogtland /Krusné hory. Karte 2: Metalle, Fluorit/Barit-Verbreitung und Auswirkungen auf die Umwelt.- Übersichtskarte zu den Minerallagerstätten im gleichen Blattschnitt wie GK 100, West- und Ostblatt, zusammen DM 40,00  
 Im Druck:    Geologische Übersichtskarte Lausitz – Jizera –Karkonosze 1 : 100 000.- 3 Teilblätter, Anschluß an die GK 100 nach Osten. Gemeinsame polnisch-tschechisch-deutsche Bearbeitung, mehrere Sprachvarianten.

Das Landesvermessungsamt Sachsen gibt einen ausführlichen Katalog der beziehbaren topographischen und geologischen Karten heraus. Er kann kostenlos angefordert werden.