

**Der Einfluss von Lagerstätteneigenschaften
auf eine nachhaltige Rohstoffnutzung
am Beispiel Kupfer**

Von der Fakultät für Georessourcen und Materialtechnik der
Rheinisch-Westfälischen Technischen Hochschule Aachen

zur Erlangung des akademischen Grade eines
Doktors der Naturwissenschaften

genehmigte Dissertation

vorgelegt von **Diplom-Geologin**

Henrike Sievers

aus Weener

Berichter: Univ.-Prof. Dr. rer. nat. F. M. Meyer
Univ.-Prof. Dr.-Ing. Dipl.-Wirt. Ing. P.N. Martens

Tag der mündlichen Prüfung: 13.05.2005

„Diese Dissertation ist auf den Internetseiten der Hochschulbibliothek online verfügbar“

Vorwort

Die vorliegende Arbeit entstand am Institut für Mineralogie und Lagerstättenlehre (IML) der RWTH Aachen im Rahmen des Sonderforschungsbereiches 525 „Ressourcenorientierte Gesamtbetrachtung von Stoffströmen metallischer Rohstoffe – Entwicklung von Methoden und ihre Anwendung“.

Besonders bedanken möchte ich mich bei Herrn Prof. Meyer, der als Betreuer diese Arbeit mit konstruktiven Diskussionen, stets neuen Anregungen und kontinuierlichem Interesse begleitete.

Mein besonderer Dank gilt dem SFB 525 mit all seinen Mitarbeitern, die meine Arbeit mit ihrer Diskussionsbereitschaft unterstützt haben und immer ein offenes Ohr für Fragen hatten. Hier möchte ich mich besonders bei den Mitarbeitern des „Instituts für Bergbaukunde I“ Herrn Dr. Ruhrberg, Herrn Dr. Mistry und Herrn Pateiro bedanken.

Meinen Kollegen im IML Herrn Dr. Kolb und Herrn Dr. Grassman danke ich für die fachlichen Diskussionen, die immer neue relevante Aspekte hervorbrachten.

Abseits von Geologie, Bergbau und Nachhaltigkeit möchte ich Arne, Juri, Arno, Mark, Annette, Julia, Karin, Uwe, Jörg und Danni, Andi und Widu, Eva und allen anderen, denen ich in der Zeit in Aachen begegnet bin, für nicht fachliche Diskussionen und gemeinsame Freizeitaktivitäten aller Art danken.

Für ihre allseitige Unterstützung möchte ich meinen Eltern danken. Auf ihre Rückendeckung konnte ich mich stets verlassen.

Unendlich dankbar bin ich Arne, der mich nach Kräften unterstützt hat, wo er immer konnte und der sich so wunderbar um Sander kümmert. Sander bin ich dankbar dafür, dass er mich immer mit einem Lachen, einer Umarmung, einem Kuss aufgeheitert hat und so alle Anstrengungen sofort vergessen ließ. Ich danke euch beiden für eure Geduld und euer Verständnis. Danke!

Die Ergebnisse dieser Arbeit wurden in einigen wissenschaftlichen Zeitschriften veröffentlicht und auf verschiedenen Tagungen präsentiert. Die Beiträge sind im Folgenden aufgelistet.

Konferenzbeiträge und sonstige Veröffentlichungen:

SIEVERS, H., MISTRY, M., MEYER, F.M. & GRASSMANN, J. (2002): "Ausnutzung von Lagerstätten in Abhängigkeit von geologischen Parametern am Beispiel von Kupferlagerstätten". Berichte der Deutschen Mineralogischen Gesellschaft, Beihefte zum European Journal of Mineralogy Vol. 14, 2002; No. 1, 2002, S. 156. ISSN 0935-123X.

SIEVERS, H., MEYER, F.M., MISTRY, M. & GRASSMANN, J. (2002): „Einfluss von Lagerstätteneigenschaften, Abbau- und Aufbereitungstechniken auf die Effizienz der Kupfergewinnung“. Geo 2002, 1.-5.10.02, Würzburg, Schriftenreihe der Deutschen Geologischen Gesellschaft, Heft 21. ISBN 3-932537-22-X.

SIEVERS, H., RUHRBERG, M., MEYER, F. M., GRASSMANN, J., EDEN, K. (2002): "Efficiency of Copper Extraction with Regard to Sustainability". Mining.Metallurgy@3.Millennium M3. International Congress on European Perspectives in Mining and Metallurgy. 29. May - 01. June 2002. Vienna. Austria.

SIEVERS, H., RUHRBERG, M., MEYER, F.M., GRASSMANN, J., EDEN, K., GEROLD, C. (2001): „Der Einfluss von Lagerstätteneigenschaften auf Kupferverluste in Abbau und Aufbereitung“. Berichte der Deutschen Mineralogischen Gesellschaft, Beihefte zum European Journal of Mineralogy Vol. 13, 2001; No. 1, 2001, S. 173. ISSN 0935-123X.

SIEVERS, H., RUHRBERG, M., MEYER, F.M., GRASSMANN, J., EDEN K. (2001): „Loss of Copper during Mining and Processing and its Effect on Sustainability“. EUG XI Meeting 8th - 12th April 2001, Strasbourg, France, Programme, p. 550-551.

GRASSMANN, J., SIEVERS, H., MEYER, F. M. (2002): "Sustainable Assessment on Global Availability of Cu-Ore". Mining.Metallurgy@3.Millennium M3. International Congress on European Perspectives in Mining and Metallurgy. 29. May - 01. June 2002. Vienna. Austria.

GRASSMANN, J., SIEVERS, H., EDEN, K., MEYER, F.M. (2002): „Entwicklung einer Methodik zur Abschätzung der Rohstoffverfügbarkeit von Kupfer“. Berichte der Deutschen Mineralogischen Gesellschaft, Beihefte zum European Journal of Mineralogy Vol. 14, 2002; No. 1, 2002, S. 156. ISSN 0935-123X.

GRASSMANN, J., BAUER, C., SIEVERS, H., MEYER, F.M. (2002): „BEISPIELE FÜR ressourcenorientierte Indikatoren für Kupfer und Bauxit/Aluminium“. Geo 2002, 1.-5.10.02, Würzburg, Schriftenreihe der Deutschen Geologischen Gesellschaft, Heft 21. ISBN 3-932537-22-X.

GRASSMANN, J., SIEVERS, H., EDEN, K., MEYER, F.M. (2001): „Lagerstättencharakteristika und deren Bedeutung für eine Nachhaltige Rohstoffversorgung am Beispiel Kupfer“. Berichte der Deutschen Mineralogischen Gesellschaft, Beihefte zum European Journal of Mineralogy Vol. 13, 2001; No. 1, 2001, S. 68. ISSN 0935-123X.

Grassmann, J., Bauer, C., Sievers, H., Meyer, F.M. (2001): Ressourcenorientierte Nachhaltigkeitsindikatoren für nicht-erneuerbare Rohstoffe. In Nachhaltiges Management metallischer Stoffströme. Hrsg: Wilhelm Kuckshinrichs und Karl-Ludwig Hüttner. Schriften des Forschungszentrums Jülich, Reihe Umwelt/Environment, Band 31, S. 87-108. ISBN 3-89336-296-7.

EDEN, K.; GRASSMANN, J.; SIEVERS, H., MEYER, M. (2001): „Untersuchungen des Potentials unentdeckter Kupferlagerstätten in der Islamischen Republik Mauretanien“. Berichte der Deutschen Mineralogischen Gesellschaft, Beihefte zum European Journal of Mineralogy Vol. 13, 2001; No. 1, 2001, S. 45. ISSN 0935-123X.

HAUSBERG, J.; MEYER, F.M.; SIEVERS, H.; EDEN, K., GRASSMANN, J. (2001): "The Future Availability of Bauxite. Environmental Signatures of Bauxite Deposits". 7th International Bauxite & Alumina Seminar, Miami, Florida, USA. 25-27 February 2001.

Begutachtete Publikationen in internationalen Zeitschriften

SIEVERS, H., MEYER, F.M. (2003): "Parameters Influencing the Efficiency of Copper Extraction", Erzmetall, Vol. 56, Nr.8, pages 420-425. ISSN 0044-2658.

SIEVERS, H., MEYER, F.M., MARTENS, P.N., MISTRY, M. (2002): "Copper Extraction Efficiency and Sustainable Development". MPES 2002 Eleventh International Symposium on Mine Planning & Equipment Selection. Castle Bouzov, Moravia, Czech Republic, September 9-11, 2002. Pages 221-225. ISBN 80-248-0127-2.

GRASSMANN, J., BAUER, C., SIEVERS, H., MEYER, F.M. (2001): „Ressourcenorientierte Nachhaltigkeitsindikatoren für Nichterneuerbare Rohstoffe“. Workshop Nachhaltiges Management metallischer Stoffströme – Indikatoren und deren Anwendung. 27.-28. Juni 2001, Congrescentrum Rolduc. Niederlande; Pages 87 - 108.

HAUSBERG, J., MEYER, F.M., GRASSMANN, J., SIEVERS, H. (2001): "Evaluation of Bauxite Availability". Light Metals 2001. Proceedings of the technical sessions presented by the TMS Aluminium Committee at the 130th TMS Annual Meeting, New Orleans Louisiana. February 11 - 15, 2001. Pages 91 – 96. ISBN 0-87339-480-1.

SLIWKA, P., BAUER, C., EDEN, K., GRASSMANN, J., MISTRY, M., RÖHRLICH, M., RUHRBERG, M., SIEVERS, H. (2001): "A Global Environmental Impact Assessment for Bauxite Mining – Land Use and Soil Erosion". Light Metals 2001. Proceedings of the technical sessions presented by the TMS Aluminium Committee at the 130th TMS Annual Meeting, New Orleans Louisiana. February 11 - 15, 2001. Pages 85 - 90. ISBN 0-87339-480-1.

Interne Berichte für die Deutsche Forschungsgemeinschaft (DFG):

GRASSMANN, J.; SIEVERS, H. & MEYER, F.M. (2000): „Verschiedene Kupfervorkommen Perus unter besonderer Berücksichtigung der fünf Lagerstätten Cerro Verde, Tintaya, Cuajone, Cobriza und Condestable“. Interner Reisebericht über die Befahrung verschiedener Kupferlagerstätten Perus, 16.07. - 08.08.2000.“

SIEVERS, H., MISTRY, M., MÜLLER, T., CÖPPICUS, S., MARKHÖFER, J. (2001): „Interner Reisebericht zum Standortbesuch der KGHM Polska Miedz SA. 17.09. – 21.09. 2001“

Inhalt

Vorwort.....	I
Inhalt.....	V
Abbildungsverzeichnis.....	VIII
Tabellenverzeichnis.....	XIII
Kurzfassung.....	XIV
Abstract.....	XVII
1 EINLEITUNG	1
1.1 Aufgabenstellung	2
1.2 Der Sonderforschungsbereich 525 „Ressourcenorientierte Gesamtbetrachtung metallischer Stoffströme – Entwicklung von Methoden und ihre Anwendung“	4
1.3 Die Stellung des Teilprojekts 1 „Lagerstätte“ innerhalb des SFB 525.....	7
2 DAS KONZEPT DER NACHHALTIGEN ENTWICKLUNG	9
2.1 Nachhaltigkeit im Bezug auf nicht erneuerbare Rohstoffe	11
2.1.1 Das Beispiel Kupfer	13
2.2 Nachhaltigkeitsindikatoren.....	14
3 DAS METALL KUPFER	17
3.1 Reserven und Ressourcen	18
3.2 Klassifikation der Lagerstättentypen.....	20
3.2.1 Porphyrische Kupferlagerstätten	21
3.2.2 Kupfer Skarn-Lagerstätten.....	25
3.2.3 Vulkanogen gebundene Massivsulfidierlagerstätten („Volcanic Hosted/ Associated Massive Sulfides“, VHMS-Lagerstätten).....	26
3.2.4 Stratiform sedimentgebundene Kupferlagerstätten	29
3.2.4.1 Ernest Henry-Typ.....	30
3.2.5 Supergene Alteration	30
3.3 Geographische Verteilung der Kupferlagerstätten	31
3.4 Der Abbau.....	32
3.5 Aufbereitung.....	39
3.6 Verhüttung	41
4 DIE GLOBALE KUPFERPRODUKTION UND ZUKÜNFTIGE ROHSTOFFVERFÜGBARKEIT	43
5 KUPFERVERLUSTE	46

6	METHODISCHE VORGEHENSWEISE	50
6.1	Datengrundlage	50
6.2	Berechnung der Kupferverluste	50
7	DIE GLOBALEN KUPFERVERLUSTE	54
7.1	Gesamtverluste	54
7.1.1	Hüttenverluste	58
7.2	Einfluss des Abbauverfahrens	59
7.3	Einfluss des Aufbereitungsverfahrens	61
7.4	Einfluss des Lagerstättentyps	65
7.4.1	Der Aspekt der Koppelprodukte	70
7.5	Zusammenfassende Betrachtung der Einflussgrößen	74
7.6	Die zukünftigen Kupferverluste	76
7.6.1	Reserven in aktuellen Produktionsstandorten	76
7.6.2	Reserven in zukünftigen Produktionsstandorten	77
7.6.3	Zukünftige Verluste	79
7.7	Einfluss der Verluste auf die Lebensdauer	82
8	STATISTISCHE ENTROPIE IN DER BEWERTUNG DES STOFFHAUSHALTS VON METALLEN	83
8.1	Mathematischer Hintergrund	86
8.2	Berechnung der Relativen Statistischen Entropie	91
8.2.1	Der Input	91
8.2.2	Der Output	94
8.2.3	Substanzkonzentrationseffizienz	95
8.2.4	RSE, SCE und der Bezug zur Nachhaltigkeit	97
9	BEWERTUNG DER ROHSTOFFEFFIZIENZ	100
9.1	Wirtschaftliche Aspekte	106
9.2	Entwicklung eines Gesamtindikators zur Bewertung des Einflusses von Lagerstätteneigenschaften auf eine nachhaltige Rohstoffnutzung	109
9.2.1	Vergleich von MI und SCE	111
9.2.2	Ein Indikator zu Bewertung einer Nachhaltigen Rohstoffnutzung	115
9.2.3	Implikationen für zukünftige Nachfrageänderungen	117
10	FALLSTUDIEN	122
10.1	KGHM Polska Miedz S.A.	122
10.1.1	Geologie	123
10.1.2	Bergbau	128
10.1.3	Erzaufbereitung im Werk „Polkowice“	129
10.1.4	Verhüttung	130
10.1.5	Deponierung der Aufbreitungsabgänge	130
10.1.6	Kupferverluste in den Minen der KGHM	131
10.1.7	Interpretation der Cu-Verluste und Einordnung in den globalen Kontext	135

10.1.8	Die Koppelproduktion am Beispiel der Mine Polkowice-Sieroszowice.....	136
10.1.9	Relative Statistische Entropie der Minen des polnischen Kupferschiefers.....	137
10.2	Fallstudie Peru (Minen Cuajone, Tintaya)	138
10.2.1	Bedeutung des Bergbaus für Peru	138
10.2.2	Cuajone.....	140
10.2.3	Tintaya	142
10.2.4	Kupferproduktion in Cuajone und Tintaya	144
10.2.5	Metallverluste in Cuajone und Tintaya.....	146
10.2.6	Relative Statistische Entropie	147
10.3	INR-Werte für die Fallbeispiele	148
11	ANWENDUNGSBEISPIELE INTERDISZIPLINÄRER ZUSAMMENARBEIT	150
12	ZUSAMMENFASSUNG.....	154
	METHODENBLÄTTER DER IM SFB 525 ENTWICKELTEN NACHHALTIGKEITS- INDIKATOREN DER KATEGORIE RESSOURCENÖKONOMIE	167

Abbildungsverzeichnis

Abbildung 1: Betrachtungsraum des SFB 525	5
Abbildung 2: Verknüpfung der am SFB 525 beteiligten Teilprojekte	7
Abbildung 3: Die drei Eckpfeiler der Nachhaltigkeit	10
Abbildung 4: Hauptverwendungsgebiete von Kupfer (Deutsches Kupferinstitut, 2003)	17
Abbildung 5: Klassifikation von mineralischen Reserven und Ressourcen nach dem U.S. Geological Survey (USGS, 1980)	19
Abbildung 6: Definition der Reservenbasis und der möglichen Reservenbasis nach dem U.S. Geological Survey (USGS, 1980)	20
Abbildung 7: Klassifikation der Lagerstättentypen nach COX & SINGER (1986) basierend auf der jeweiligen geologisch-tektonischen Umgebung	21
Abbildung 8: Alterationszonierung (links) und Zonierung der Erzmineralisation in porphyrischen Kupferlagerstätten nach LOWELL & GUILBERT (1970)	22
Abbildung 9: Schematisches Profil einer porphyrischen Cu-Lagerstätte zur Verdeutlichung der Beziehung zwischen Erzmineralen, Alterationszonierung, supergener Anreicherung sowie assoziierten Lagerstättentypen (COX & SINGER, 1986)	24
Abbildung 10: Schematisches Profil einer Kuroko-Lagerstätte (FRANKLIN ET AL., 1981)	28
Abbildung 11: Schematisches Profil einer Sulfidlagerstätte mit supergener Alteration (BATEMAN, 1950)	31
Abbildung 12: Prinzip des Firstenstossbaus mit Versatz (hier „Hydraulic Sandfill“). Die blauen Bereiche stellen den Erzkörper dar. (http://img01.atlascopco.com/lowres/jpeg/202542.pcd.jpg , 2003)	33
Abbildung 13: Schematische Darstellung des angewandten Abbaufahrens (Örterbau mit rechteckigen Festen). Der obere Bereich der Abbildung zeigt eine Aufsicht (grauer Pfeil: Fortschreiten der Abbaufont); unten ist ein schematisches Profildargestellt	35
Abbildung 14: Prinzip des Kammerbaus. Die blauen Bereiche stellen den Erzkörper dar. (http://img01.atlascopco.com/lowres/jpeg/202534.pcd.jpg , 2003)	36
Abbildung 15: Prinzip des Weitungsbaus. Die blauen Bereiche stellen den Erzkörper dar. (http://img01.atlascopco.com/lowres/jpeg/202540.pcd.jpg , 2003)	36
Abbildung 16: Das Prinzip des Blockbruchbaus. Die vererzten Partien sind in blau dargestellt. (http://img01.atlascopco.com/lowres/jpeg/202546.pcd.jpg , 2003)	37
Abbildung 17: Prinzip des Teilsohlenbruchbaus. Die blauen Bereiche stellen den Erzkörper dar. (http://img01.atlascopco.com/lowres/jpeg/202545.pcd.jpg , 2003)	38
Abbildung 18: Schematische Darstellung eines Tagebaus (U.S. Forest Service, http://imcg.wr.usgs.gov/usbmak/anat0.html , 2003)	39
Abbildung 19: Flussdiagramm der primären Kupfergewinnung (METALLGESELLSCHAFT „Welt der Metalle – Kupfer“, 1993)	40
Abbildung 20: Globale Primärkupferproduktion nach Ländern im Jahr 2000 (USGS, 2001)	43

Abbildung 21: Globale Kupferreserven nach Ländern für das Jahr 2001 (USGS, 2001)	44
Abbildung 22: Historische Entwicklung der globalen Kupferproduktion im Zeitraum von 1900 bis 2000 (KELLY ET AL., 2000)	44
Abbildung 23: Verluste bei der Gewinnung mineralischer Rohstoffe in % der als bauwürdig betrachteten Reserven bzw. der Aufgabemenge (KIPPENBERGER, 1999).	48
Abbildung 24: Übersicht über die in den einzelnen Prozessschritten der Kupfergewinnung anfallenden Cu-Verluste und der für die Berechnung der Verluste notwendigen Produktionsdaten.	53
Abbildung 25: Die Gesamtmenge des weltweit nicht extrahierten Kupfers beträgt 4,2 Mt. Die erfasste Produktion an Primärkupfer beträgt 12,05 Mt	54
Abbildung 26: Kumulierte Häufigkeitsverteilung der Gesamtverluste an Kupfer für alle erfassten Kupfer produzierenden Standorte.....	55
Abbildung 27: Kupferproduktion und Kupferverlust in Tonnen im Jahr 1998 für 316 Standorte.	56
Abbildung 28: Jährliche Kupferproduktion und Anteil des nicht extrahierten Kupfers für 310 Produktionsstandorte. Die prozentualen Kupferverluste beziehen sich auf die in der Ausgangsreserve enthaltene Kupfermenge.	56
Abbildung 29: Nicht extrahierte Kupfermengen in Prozent des in der in Anspruch genommenen Reserve enthaltenen Cu in den 20 größten Produzentenländern.	57
Abbildung 30: BIP pro Einwohner eines Landes in US \$ im Vergleich zu dem Anteil des nicht aus der Ausgangsreserve extrahierten Kupfers in den 20 größten Produzentenländern.....	58
Abbildung 31: Anteil der verschiedenen Abbauverfahren an der globalen Kupferproduktion in Jahr 1998.....	60
Abbildung 32: Prozentuale Verteilung der gesamten Abbauverluste nach Abbauverfahren.....	60
Abbildung 33: Vergleich von für das Jahr 1998 berechneten abbaubedingten Verlusten und Literaturwerten (STOCES, 1958; REUTHER, 1989) zu Abbauverlusten für die vier Klassen der Abbauverfahren.	61
Abbildung 34: Produktion von Primärkupfer durch Laugung und nachfolgendes SX-EW Verfahren und durch Flotation.	62
Abbildung 35: Kupferverluste für das Jahr 1998 in den Aufbereitungsprozessen der Laugung und der Flotation bezogen auf die durch das jeweilige Aufbereitungsverfahren produzierte Kupfermenge.	63
Abbildung 36: Kupferproduktion durch Flotation bzw. Laugung plus SX-EW Verfahren für die vier Klassen der Abbauverfahren.	64
Abbildung 37: Globale Kupferproduktion nach Lagerstättentypen.....	65
Abbildung 38: Prozentuale Gesamtkupferverluste nach Lagerstättentypen	66
Abbildung 39: Abbaubedingte Verluste, die in den vier definierten Klassen der Abbauverfahren anfallen, nach Lagerstättentypen aufgeschlüsselt.....	67
Abbildung 40: Mengen nicht extrahierten Kupfers resultierend aus Flotation bzw. Laugung in den unterschiedlichen Lagerstättentypen	68

Abbildung 41: Kupferausbringen in den Aufbereitungsprozessen der Flotation und der Laugung mit anschließendem SX-EW Verfahren in porphyrischen Kupferlagerstätten im Jahr 1998.	69
Abbildung 42: Einfluss des Kupfergehaltes des Erzes auf das Ausbringen in der .Aufbereitung (hier für die Flotation dargestellt).	70
Abbildung 43: Prozentuale Kupferverluste und Head Grades in Minen, die Cu als Hauptprodukt gewinnen und Minen, in denen Cu als Koppelprodukt gewonnen wird	71
Abbildung 44: Vergleich von Kupfer- und Goldverlusten in porphyrischen und VHMS-.. Lagerstätten unter Berücksichtigung der Metallproduktion aus den beiden . Lagerstättentypen für das jeweilige Metall.....	73
Abbildung 45: Höhe der Verluste des in der Ausgangsreserve enthaltenen Goldes in Bezug zur Au-Produktion der jeweiligen Minen.....	74
Abbildung 46: Unterschiedliche Verteilungsmuster der Kupferverluste für die verschiedenen Lagerstättentypen	75
Abbildung 47: Durchschnittliche Abbauverluste nach Lagerstättentypen jeweils für Gewinnung im Tagebau und Tiefbau.....	78
Abbildung 48: Kumulative Häufigkeitsverteilung des Ausbringens in den Aufbereitungsmethoden Flotation und Laugung.	78
Abbildung 49: Kumulative Häufigkeitsverteilung des Ausbringens in der Flotation für verschiedene Lagerstättentypen.	79
Abbildung 50: Anteile der einzelnen Prozessschritte am Gesamtverlust je Lagerstättentyp, dargestellt für die zukünftigen Produktionsstandorte.....	81
Abbildung 51: Schematische Darstellung der durch die Produktion von Metallen (hier am Beispiel von Stahl) ausgelösten Entropieströme (VON GLEICH, 2001).....	84
Abbildung 52: Entropieänderung durch Konzentrierungsprozesse: Vergleich von realem und theoretisch optimalen Prozess (RECHBERGER, 2002)	85
Abbildung 53: Verlauf der Relativen Statistischen Entropie für die Kupferverteilungen im System „Autarkes Europa“ (RECHBERGER, 2002)..	86
Abbildung 54: Relative Statistische Entropie (RSE). RSE-Werte für den Input untergliedert nach Lagerstättentypen	92
Abbildung 55: Werte der Relativen Statistischen Entropie (RSE) des Inputs aggregiert für die einzelnen Lagerstättentypen.....	93
Abbildung 56: Cu-Gehalt und Cu-Produktion für verschiedene Lagerstättentypen im Basisjahr (1998).....	93
Abbildung 57: RSE für Input- und Output-Stoffströme der unterschiedlichen Lagerstättentypen. ..	94
Abbildung 58: Relative Statistische Entropie (RSE) für Prozessschritt 1 (Abbau) und 2 (Aufbereitung) unterteilt nach Lagerstättentypen.	95
Abbildung 59: Substanzkonzentrierungseffizienz (SCE) für die verschiedenen Lagerstättentypen.	96
Abbildung 60: Substanzkonzentrierungseffizienz („Substance Concentrating Efficiency“, SCE) der Einzelstandorte für unterschiedliche Lagerstättentypen in Bezug zur Kupferproduktion	97

Abbildung 61: SCE und Kupferverlust für verschiedene Lagerstättentypen.....	99
Abbildung 62: Kumulative Häufigkeitsverteilung der SCE-Werte für die untersuchten Standorte mit den Grenzwerten der gewählten Kategorien zur Bewertung der Rohstoffeffizienz... 102	
Abbildung 63: Kupferproduktion in den gewählten Bewertungskategorien.	103
Abbildung 64: Cu-Produktion in den Bewertungskategorien nach Lagerstättentyp.....	105
Abbildung 65: Nettoerlös der Minen pro Tonne Erz und SCE. Die Zahlen am oberen Rand der Abbildung geben die gewählten Kategorien zur Bewertung des SCE an.	107
Abbildung 66: Produktionskosten pro Tonne Kupfer im Vergleich den SCE-Werten.	108
Abbildung 67: Produktionskosten und Cu-Verluste.....	108
Abbildung 68: Reserven der einzelnen Lagerstättentypen in Bezug zum Wert (Net Smelter Value (NSV)) des Erzes.	109
Abbildung 69: MI und SCE für Minen (Kupfer als Hauptprodukt), die Cu-Konzentrat herstellen... 112	
Abbildung 70: Korrelation von MI/SCE-Wert und dem Gesamtkupferverlust je Standort für Minen mit Cu als Hauptprodukt sowie Standorte mit Cu als Koppelprodukt.....	114
Abbildung 71: Vergleich von MI/SCE-Wert und den Cu-Gesamtverlust je Standort für unterschiedliche Lagerstättentypen.....	114
Abbildung 72: Kumulative Häufigkeitsverteilung der INR-Werte (MI/SCE*Cu-Gesamtverlust).	116
Abbildung 73: INR-Werte aufgegliedert nach Lagerstättentypen. 100% der Standorte ist die Gesamtzahl der erfassten Standorte für den jeweiligen Lagerstättentyp.....	117
Abbildung 74: Die globale jährliche Kupferproduktion in Abhängigkeit vom INR-Wert.....	119
Abbildung 75: Einzelstandorte geordnet nach aufsteigendem INR-Wert mit jeweiligen jährlichen Kupferproduktion.....	120
Abbildung 76: Verringerung der Kupferproduktion durch eine Steigerung der Qualität in Hinsicht auf die Nachhaltigkeit.....	121
Abbildung 77: Ausdehnung des Zechsteinmeeres (OSZCZEPLASKI, 1998).....	123
Abbildung 78: Schematische Darstellung der Bildung der Mineralisation des Kupferschiefers (nach SPECZIK, 1985).....	126
Abbildung 79: Flussbild der Aufbereitungsanlage.....	129
Abbildung 80: Erzzusammensetzung und im jeweiligen Mineral enthaltene Cu-Menge in den Minen der KGHM im Jahr 2000	132
Abbildung 81: Kupfergehalte in den Aufbereitungsabgängen.....	133
Abbildung 82: Menge Kupfer je Mineral in den jährlich in Zelazny Most eingeleiteten Tailings	133
Abbildung 83: Massenbilanz des Kupfers vom Erz bis zum Konzentrat bzw. den Tailings in den Minen Rudna, Polkowice-Sieroszowice und Lubin.....	134
Abbildung 84: Cu-Verlust in Bezug auf die in Anspruch genommene Reserve und globale Cu-Produktion aus stratiform sedimentgebundenen Kupferlagerstätten	135

Inhalt

Abbildung 85: Entwicklung der Kupfer- und Zinkproduktion in Peru.....	138
Abbildung 86: Entwicklung der Gold- und Silberproduktion in Peru.	139
Abbildung 87: Kupferproduktion und die in den einzelnen Produktionsschritten auftretenden Cu- Verluste in der Mine Cuajone.	146
Abbildung 88: Übersicht über die INR-Werte für die unterschiedlichen Lagerstättentypen.....	149

Tabellenverzeichnis

Tabelle 1:	Wichtige sulfidische und oxidische Kupferminerale (Metallgesellschaft, 1993.....	18
Tabelle 2:	Beispiele porphyrischer Kupferlagerstätten mit jeweiliger Produktion und durchschnittlichen Kupfergehalten des Erzes in der Aufbereitung für das Jahr 2000.	24
Tabelle 3:	Beispiele für Kupfer-Skarnlagerstätten mit jeweiliger Produktion und .Kupfergehalt des Erzes in der Aufbereitung für das Jahr 2000.....	25
Tabelle 4:	Ausbringen in der Goldlaugung. (IN: Investmentkosten, OP: Betriebskosten, h: Stunde, W: Woche, ↓: fallend, ↑: steigend.....	47
Tabelle 5:	Höhe des Erzausbringens für verschiedene Abbauverfahren (HARTMANN, 1987 und KENNEDY, 1990) und Einteilung der Abbauverfahren in Klassen.....	52
Tabelle 6:	In die Berechnung der RSE und SCE für die Einzelstandorte eingehende Werte.....	90
Tabelle 7:	Einteilung der gewählten Kategorien für die RSE (SCE) -Werte und Anzahl der Standorte je Kategorie	102
Tabelle 8:	Materialintensitäten (abiotische Rohstoffe) einiger ausgewählter primär erzeugten Metalle (www.wupperinst.org, 2003)	110
Tabelle 9:	Stratigraphischer Überblick über das Perm im Lubin Distrikts (KUCHA & PAWLIKOWSKI, 1986).....	127
Tabelle 10:	Produktionsdaten der Minen der KGHM im Jahr 2000.....	131
Tabelle 11:	Gesamte Kupfermenge, die in den in „Zelazny Most“ deponierten Tailings enthalten ist.....	135
Tabelle 12:	Werte der RSE und SCE für Kupfer der polnischen Minen Polkowice-Sieroszowice, Rudna und Lubin (berechnet für das Jahr 1998).....	137
Tabelle 13:	Produktionsdaten der Minen Cuajone und Tintaya (1998).....	145
Tabelle 14:	In Abbau und Aufbereitung auftretende Kupfer- und Silberverluste in Cuajone und Tintaya	147
Tabelle 15:	Werte der Relativen Statistischen Entropie (RSE) für Input und Output und des Substanzkonzentrierungseffizienz (SCE)	147
Tabelle 16:	Berechnete INR-Werte für die Minen Lubin, Polkowice-Sieroszowice, Rudna, Tintaya und Cuajone.....	148

Kurzfassung

Analysen der Ressourcenknappheit nicht erneuerbarer Rohstoffe, wie Energierohstoffe oder mineralische Ressourcen, werfen Fragen zur Verfügbarkeit dieser, zur Aufrechterhaltung von ökonomischer Stabilität notwendigen Rohstoffe auf. Das Konzept der Nachhaltigen Entwicklung fügt einen neuen Gesichtspunkt in den Themenkomplex der Ressourcenverfügbarkeit ein und fordert als Konsequenz eine möglichst effiziente Produktion und Nutzung der Rohstoffe. Gegenwärtig nicht hereingewonnene Metallmengen werden der Nutzung durch zukünftige Generationen entzogen, und zukünftige Bergbauaktivitäten haben zusätzliche negative Umwelteinwirkungen zur Folge. Aus der Forderung nach einer effizienten Nutzung von metallischen Rohstoffen ergibt sich die Frage nach der Ausnutzung von Lagerstätten. Die Verfügbarkeit mineralischer Rohstoffe zur Primärmetallherstellung ist letztlich abhängig von den geologischen Prozessen, die zum heutigen Erscheinungsbild und Inventar der Lagerstätten geführt haben.

Im Rahmen der vorliegenden Arbeit wurde der Einfluss der Lagerstätteigenschaften auf die nachfolgenden Prozessschritte untersucht.

Es wurde die Menge des global in Abbau und Aufbereitung nicht extrahierten Kupfers quantifiziert. Die Verluste wurden nach Abbau- und Aufbereitungsmethoden analysiert und in Bezug zu den Lagerstättentypen, welche die Kupfererze liefern, gesetzt. Die für das Jahr 1998 berechneten gesamten Kupferverluste beziffern sich bei einer erfassten globalen Produktion von 12,05 Mt auf 4,2 Mt. Es wurde demnach eine Reservenmenge von insgesamt 16,25 Mt in Anspruch genommen, und der Verlustanteil an der Ausgangsreserve beträgt ca. 26%. Werden die Kupferverluste in die Fragestellung der zukünftigen Rohstoffverfügbarkeit einbezogen, resultiert daraus eine verringerte statische Lebensdauer um ca. 13 Jahre (40 statt 53 Jahre). Die Höhe der gesamten in Abbau und Aufbereitung auftretenden Verluste ist je nach Lagerstättentyp unterschiedlich. Die porphyrischen Cu-Mo-Lagerstätten weisen mit knapp 18% die geringsten Verluste auf. In Cu-Au-Porphyrten liegt der Anteil des nicht aus der Reserve extrahierten Kupfers bei 20% und bei den Kupferporphyren übersteigen die Verluste (27%) die in den Kuroko- und VHMS-Lagerstätten anfallenden Verluste. In Skarnlagerstätten und sedimentgebundenen Kupferlagerstätten bleiben >30% des in der Ausgangsreserve enthaltenen Kupfers unextrahiert. Die jeweiligen Lagerstättentypen liefern durch ihr geologisch-mineralogisches Inventar die Basis, aufgrund derer Abbau- und Aufbereitungsverfahren gewählt werden. Die angewandten Verfahren beeinflussen die Höhe der Verluste. So ist z. B. generell das Kupferausbringen in der Laugung niedriger als in der Flotation.

Allein die Auswertung der auf die Verluste einflussnehmenden Aspekte lässt noch keine Bewertung der Effizienz der Standorte in bezug auf die Rohstoffnutzung zu. Im Sinne der Nachhaltigkeit ist ein möglichst hohes Metallausbringen wünschenswert, doch ist es nicht möglich im Verlauf eines Prozesses 100% des Metalls aus der in Anspruch genommenen Reserve zu extrahieren. In vielen Fällen würde eine Steigerung des Ausbringens z.B. mit einem stark erhöhten Energiebedarf oder einem steigenden Abraum/Erz-Verhältnis einhergehen und somit letztlich dem Ziel der Nachhaltigkeit widersprechen. Es muss also nicht nur die Frage nach den Verlusten gestellt werden, sondern im nächsten Schritt eine Bewertung der rohstofflichen Effizienz angestrebt werden. Als Ansatz für die Bewertung der Rohstoffeffizienz wird in der vorliegenden Arbeit die Methode der Statistischen Entropie gewählt. Diese Methode erlaubt eine Beurteilung, wie effizient an den einzelnen Standorten das Metall aufkonzentriert wird. So kann also eine Aussage über die Effizienz der Kupfergewinnung getroffen werden. Die Ergebnisse dieser Berechnung erlauben eine Bewertung der rohstofflichen Effizienz einzelner Standorte anhand einer Kategorisierung. Während sich die unterschiedlichen Lagerstättentypen in ihren Input- und Outputwerten unterscheiden, weisen sie in der Substanzkonzentrationseffizienz (SCE) nur geringfügig unterschiedliche Werte auf. Als optimal im Sinne der Nachhaltigkeit ist eine hohe SCE sowie ein geringer Kupferverlust anzusehen. Die Kombination beider Kriterien ist also ein Indiz für die Nachhaltigkeit einer Lagerstätte in Bezug auf die Effizienz der Nutzung des Rohstoffes. Die Analyse zeigt, dass Cu-Porphyre positiver zu bewerten sind als stratiform sedimentgebundene Lagerstätten und VHMS-Lagerstätten. Dieser Trend zeichnet sich auch in der Bewertung nach Kategorien ab. Der Vergleich von positiven Nachhaltigkeitskriterien, wie geringen Verlusten und hohen SCE-Werten, mit Kostendaten, zeigt, dass eine Nachhaltigkeitsaspekte der Wirtschaftlichkeit nicht diametral entgegengesetzt sein müssen.

Um die anfallenden Abraumengen als Teilmenge der ausgelösten Massenströme in die Betrachtung einbeziehen zu können, wurden die sogenannten MI (Materialinput)-Werte berechnet. Basierend auf der Quantifizierung der Kupferverluste, den durch die Methode der Statistischen Entropie berechneten Werten sowie dem MIPS-Konzept wurde ein Indikator zur Bewertung der Nachhaltigkeit der Nutzung einer vorhandenen nicht erneuerbaren Ressource auf Basis ihres geologischen Inventars entwickelt. Wird der INR-Wert zur Bewertung des nachhaltigen Umgangs mit nicht erneuerbaren Ressourcen herangezogen, so ist aus der vorliegenden Analyse abzuleiten, dass stratiform sedimentgebundene Lagerstätten als nachhaltiger zu bewerten sind als VHMS Lagerstätten und porphyrische Lagerstätten. Derzeit stammt der größte Anteil der globalen Kupferproduktion aus porphyrischen Lagerstätten. Somit gibt die hier vorliegende Bewertung einen Hinweis darauf, dass eine Veränderung im

Verteilungsmuster der abgebauten Lagerstättentypen zu einer Steigerung der nachhaltigen Nutzung des Rohstoffes Kupfererz beitragen könnte

Die gewählten Fallstudien umfassen die peruanischen Minen Cuajone und Tintaya sowie die Minen des polnischen Kupferschiefers. Die ausgewählten Beispiele veranschaulichen auf lokaler Ebene die zuvor für die globale Ebene berechneten Ergebnisse.

Abstract

Analysis of resource scarcity is generally focused on nonrenewable commodities such as energy and mineral resources and concerns have been expressed about the adequacy of mineral supply necessary for the maintenance of economic stability and growth. The concept of sustainable development adds another aspect to the perspective of resource availability. It requires efficient production and use of Earth materials to mitigate limits of resource availability. In that sense, all metal contained in an ore body that is not extracted during mining and beneficiation leads to additional environmental impacts, and this resource may be withdrawn from use by future generations. Applying the concept of sustainable development to non-renewable resources such as Cu ores, however, leads to concern about both the depletion of resources and the degradation of the environment. The demand of an efficient use of metallic raw materials leads to the question about the optimal exploitation of the deposit. The availability of raw materials for the primary metal production depends on geological processes that shaped the present characteristics of the ore deposits.

In the scope of the work presented the influence of ore deposit characteristics on the subsequent processes were analyzed. The global amount of copper remaining unextracted during mining and processing was quantified.

The metal losses were analyzed in relation to the mining and processing methods employed and in relation to the ore deposit types the ore is extracted from. The global copper production 1998 was 12.05 Mt. The calculated overall copper loss was 4.2 Mt (26% of copper contained in the initial reserve) for this year, which means that reserves were reduced by 16.25 Mt. If copper losses are taken into account for the future availability of raw materials the static lifetime of copper reserves decreases by 13 years from 53 to 40 years.

The amount of unextracted copper varies for different ore deposit types. Porphyry Co-Mo-deposits show the lowest losses (18%). In Porphyry Cu-Au-deposits 20% of the copper contained in the initial reserve remains unextracted and in porphyry Cu-deposits losses exceed those losses occurring in Kuroko and VHMS deposits. In Skarn deposits and sediment hosted copper deposits about 30% of the metal contained in the initial reserve is not extracted. The geologic-mineralogical characteristics of ore deposits provide the basis on which mining and processing methods are chosen. The methods employed influence the amount of metal losses. Copper recovery e.g. in general is lower in the process of leaching than in the process of flotation.

The calculated copper losses and the analysis of aspects influencing them alone is not sufficient for evaluating the efficiency of sites in the sense of resource use.

The use of resources consistent with the concept of sustainable development implies that it would be desirable to extract 100% of metals from the reserve utilised. In most cases an increase of copper recovery would result e.g. in increasing energy consumption or an increasing stripping ratio. This would contradict the goal of sustainable development.

As a consequence additionally to analyzing copper losses an evaluation of the efficiency of resource use has to be done. To evaluate the efficiency of resource use the method of statistical entropy was chosen. By the method of statistical entropy the distribution pattern of a substance in a system can be quantified. The method enables to analyse how efficient metal is concentrated at the production sites and finally leads to a conclusion about the efficiency of copper production. The results of this calculation allow for an evaluation of the resource efficiency by using a categorization. The different ore deposit types show different input and output values, but are similar to each other in the substance concentration efficiency (SCE). In the sense of sustainability high SCE values and low copper losses are preferable. The combination of both criteria can be regarded as a hint for the sustainability of a site in relation to the efficiency of resource use. The analysis shows that porphyry Cu-deposits have to be weighted as more sustainable than stratiform sediment hosted deposits or VHMS-deposits. A comparison of sustainability aspects such as low copper losses and high SCE-values with production costs shows that sustainable resource use and economy are not necessarily antipodal.

To integrate the excavation residues as a part of the triggered mass flow the material input (MI) was calculated.

Based on the quantification of copper losses, the results of the method of statistical entropy and results of the MIPS-(material input per service unit) concept an indicator for the evaluation of the use of a given non renewable resource was developed. Results of this indicator indicate that stratiform sediment hosted copper deposits have to be rated as more sustainable than VHMS-deposits or porphyry copper deposits. Presently the highest amount copper production originates from porphyry copper deposits. The evaluation presented here provides evidence that a change in the distribution pattern of copper deposit types mined could have a positive influence on a sustainable use of copper ore as a nonrenewable resource.

The case studies presented encompass the mines Tintaya and Cuajone (both Peru) and the mines of the polish Kupferschiefer support the global results on a local scale.

1. Einleitung

Die hier vorliegende Arbeit stellt einen Teil der Forschungsarbeiten des Sonderforschungsbereiches (SFB) 525 „Ressourcenorientierte Gesamtbetrachtung von Stoffströmen metallischer Rohstoffe – Entwicklung von Methoden und ihre Anwendung“ dar. Der Betrachtungsraum des Sonderforschungsbereiches reicht von der Lagerstätte über die bergmännische Gewinnung und die mineralische Aufbereitung bis hin zur Verarbeitung, Nutzung und Recycling des Rohstoffes. Ebenso werden Aspekte der Energiebereitstellung und der Entsorgung bearbeitet.

Das Institut für Mineralogie und Lagerstättenlehre (IML) der RWTH Aachen beschäftigt sich in diesem Rahmen mit den Lagerstätten, die als Quelle der Rohstoffe den Beginn des Lebenszyklus metallischer Rohstoffe markieren. Die Eigenschaften von Erzlagerstätten der Rohstoffe Bauxit/Aluminium und Kupfer werden analysiert und die zukünftige Verfügbarkeit von metallischen Rohstoffen abgeschätzt.

Die Arbeiten des IML innerhalb des SFB 525 sind vor dem Hintergrund der gesellschaftspolitischen Diskussion um eine Nachhaltige Entwicklung zu sehen. Das Prinzip der Nachhaltigen Entwicklung definiert die Brundtland-Kommission (1987) als „Entwicklung, welche die Bedürfnisse der heutigen Generation befriedigt ohne zukünftigen Generationen die Fähigkeit zu nehmen, ihre eigenen Bedürfnisse zu befriedigen“. Die Anwendung des Konzeptes der Nachhaltigen Entwicklung auf nicht erneuerbare Ressourcen wie z.B. Kupfererze wirft Fragestellungen über die Erschöpfung dieser Ressourcen sowie über die mit der Nutzung der Ressourcen einhergehende Degradierung der Umwelt auf. „National Resources Canada“ (2000) sieht das Ziel einer Nachhaltigen Entwicklung im Bezug auf Minerale und Metalle in der möglichst effizienten Nutzung der Ressourcen und der Erhaltung der Umweltqualität für zukünftige Generationen. Aus der Forderung nach einer effizienten Nutzung von metallischen Rohstoffen ergibt sich die Frage nach der Ausnutzung von Lagerstätten. Die Verfügbarkeit mineralischer Rohstoffe zur Primärmetallherstellung ist letztlich abhängig von den geologischen Prozessen, die zum heutigen Erscheinungsbild und Inventar der Lagerstätten geführt haben. Die Lagerstätteneigenschaften nehmen maßgeblich Einfluss auf die nachfolgenden Prozessschritte der Metallproduktion, die, beginnend bei den Explorationsbemühungen zur Auffindung neuer Lagerstätten, über die bergbautechnischen Gewinnungsverfahren bis zur Aufbereitung und Metallerzeugung nachzuzeichnen sind. Daraus ergeben sich zahlreiche komplexe Zusammenhänge zwischen Lagerstätteneigenschaften und Bergbau, Metallurgie und einer Vielzahl von technischen, ökologischen und ökonomischen Effekten.

1.1 Aufgabenstellung

Im zweiten Finanzierungszeitraum des SFB 525 (2000-2002) wurde die globale Rohstoffverfügbarkeit von Kupfer als ein Arbeitsschwerpunkt am Institut für Mineralogie und Lagerstättenlehre (IML) definiert. Das IML entwickelt in Rahmen des SFB 525 Methoden zur Analyse von Lagerstätteigenschaften und deren Einfluss auf eine umwelt- und ressourcenschonende Bereitstellung von Rohstoffen sowie auf nachfolgende Prozessschritte. Die im ersten Finanzierungszeitraum entwickelten Methodiken zur Analyse der Bauxitverfügbarkeit wurden in der zweiten Phase des SFB 525 erweitert und angepasst, um die Verfügbarkeit von Primärkupfer zu untersuchen. Die geologisch-mineralogischen Eigenschaften der unterschiedlichen Kupferlagerstättentypen bestimmen Menge, Zusammensetzung und Qualität des hereingewonnen Erzes. Die Qualität eines Rohstoffes stellt in der Diskussion um die effiziente Rohstoffnutzung eine zentrale Frage dar.

Neben der jährlichen globalen Kupferproduktion ist ein weiterer, in die Fragestellung nach der zukünftigen Rohstoffverfügbarkeit zu integrierender Aspekt, die Frage nach nicht extrahierten Metallmengen. In der Diskussion der Nachhaltigen Entwicklung in Bezug auf nicht erneuerbare Rohstoffe spielt die Frage nach einer möglichst effizienten Ausnutzung von Lagerstätten also eine zentrale Rolle. Die Forderung nach einer intergenerativen Verteilungsgerechtigkeit beinhaltet die Forderung nach geringen Rohstoffverlusten am Beginn des Lebenszyklus der Metalle, da die nicht extrahierten Metallmengen in der Regel für nachfolgende Generationen nicht mehr zugänglich sind. Zur Deckung des Rohstoffbedarfs müssten diese Rohstoffe an anderer Stelle aus zukünftigen Lagerstätten gewonnen werden, was mit einem Mehr an Umweltimpakten einhergehen würde.

Kenngößen, die über die Ausnutzung einer Lagerstätte Auskunft geben, sind, neben geologischen Informationen, vor allem produktionsbezogen und beinhalten Daten zum Ausbringen in Abbau und Aufbereitung. Die angewandten Abbau- und Aufbereitungsmethoden werden auf Grundlage der geologischen und mineralogischen Parameter der jeweiligen Lagerstätte gewählt. Lagerstättengeometrie und Teufe beeinflussen direkt das Ausbringen an Erz, die Erzmineralogie bestimmt das Metallausbringen in der Aufbereitung. Während sulfidische Kupfererze gebrochen, gemahlen und flotiert werden, werden oxidische Kupfererze gelaugt. In der Laugung ist generell die Menge an nicht extrahiertem Metall pro Tonne Erz höher als in der Flotation.

Die Problematik der Metallverluste wurde 1999 von der Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe (BGR) in der Studie „Stoffmengenflüsse und Energiebedarf bei der Gewinnung ausgewählter mineralischer Rohstoffe“ betrachtet. In der „Auswertenden Zusammenfassung“ werden die Kupferverluste auf 29% geschätzt. Ein

Bezug der Verluste auf die verschiedenen Kupferlagerstättentypen oder die Erzmineralogie wird nicht aufgezeigt. In der Studie werden ausschließlich die prozessbedingten Verluste berücksichtigt. In den einzelnen Produktionsstandorten werden in der BGR-Studie Metallverluste unter ökonomischen Gesichtspunkten betrachtet. Eine globale Betrachtung der nicht extrahierten Metallmengen unter Einbeziehung geologischer Parameter und im Kontext des Themenfeldes der Nachhaltigen Entwicklung lag bislang nicht vor.

Im Rahmen der vorliegenden Arbeit wurde die Menge des global in Abbau und Aufbereitung nicht extrahierten Kupfers quantifiziert. Die Verluste wurden nach Abbau- und Aufbereitungsmethoden analysiert und in Bezug zu den Lagerstättentypen, die Kupfererze liefern, gesetzt.

Allein die Auswertung der auf die Verluste einflussnehmenden Aspekte lässt noch keine Bewertung der Effizienz der Standorte in Bezug auf die Rohstoffnutzung zu. Die Analyse der Effizienz der Rohstoffnutzung erfordert die Entwicklung von vergleichbaren Kennziffern. So sind in dem seit 1998 von dem BUNDESUMWELTAMT herausgegebenen „Umwelt-Barometer Deutschland“ neben den Belastungsindikatoren Klima, Luft und Boden auch die Effizienzindikatoren Energie und Rohstoffe abgebildet. Als repräsentative Kenngröße dafür, wie effizient unsere Volkswirtschaft mit nicht-erneuerbaren Rohstoffen (d. h. fossile Energieträger, Erze und Minerale sowie deren Erzeugnisse, Steine und Erden) umgeht, steht der Indikator „Rohstoffproduktivität“, der sich aus dem Verhältnis von Bruttoinlandsprodukt (BIP) zum Verbrauch an nicht-erneuerbaren Rohstoffen berechnet. In ähnlicher Weise wurde die „Materialintensität“ (engl. Intensity-of-Use) als ein Maß für die Intensität der Rohstoffnutzung eingeführt. Diese dimensionslose Kennziffer ist als Quotient aus Rohstoffverbrauch durch das BIP definiert. Demnach bildet die Materialintensität den reziproken Wert der Rohstoffproduktivität. Die Materialintensität wird meist auf ein Einzelmetall bezogen und ist damit weniger hoch aggregiert als der im deutschen Umwelt-Barometer dargestellte Indikator Rohstoffproduktivität. In der vorliegenden Arbeit wird ein Ansatz für die Bewertung der Rohstoffeffizienz in Bezug auf den Metallinhalt einer in Anspruch genommenen Reserve aufgezeigt.

In Sinne der Nachhaltigkeit ist ein möglichst hohes Metallausbringen wünschenswert, doch ist es nicht möglich, 100% des Metalls aus der in Anspruch genommenen Reserve zu extrahieren. In vielen Fällen würde eine Steigerung des Ausbringens z.B. mit einem stark erhöhtem Energiebedarf oder steigendem Abraum/Erz-Verhältnis einhergehen und somit letztlich dem Ziel der Nachhaltigkeit widersprechen. Es muss also nicht nur die Frage nach den Verlusten gestellt werden, sondern im nächsten Schritt eine Bewertung der rohstofflichen Effizienz angestrebt werden. Die Forderung nach einem effizienten Umgang mit Rohstoffen stellen u.a. auch der WSSD (2002) und Natural Resources Canada (1995).

Eine Bewertung kann aus den zuvor genannten Gründen nicht nur auf den berechneten Verlusten erfolgen, sondern muss weitere Aspekte (z.B. Kupferproduktion, Kupfergehalt, Erztonnage) einbeziehen. Als Ansatz für die Bewertung der Rohstoffeffizienz wird in der vorliegenden Arbeit die Methode der Statistischen Entropie gewählt. Diese Methode erlaubt eine Beurteilung, wie effizient an den einzelnen Standorten das Metall aufkonzentriert wird. So kann also eine Aussage über die Effizienz der Kupfergewinnung getroffen werden.

1.2 Der Sonderforschungsbereich 525 „Ressourcenorientierte Gesamtbetrachtung metallischer Stoffströme – Entwicklung von Methoden und ihre Anwendung“

Die vorliegende Arbeit wurden im Rahmen des SFB 525 „Ressourcenorientierte Gesamtbetrachtung metallischer Stoffströme“ angefertigt. Langfristiges Ziel des im Januar 1997 an der RWTH Aachen eingerichteten SFB 525 ist die Erarbeitung von Handlungsoptionen für eine ressourcenschonende Bereitstellung und Verarbeitung metallischer Rohstoffe. Die Definition des Stoffstrommanagements der 1994 ins Leben gerufenen Enquête-Kommission „Schutz des Menschen und der Umwelt“ gibt den den Forschungsarbeiten des SFB 525 zugrundeliegenden Gedanken wieder: „Stoffstrommanagement ist das zielorientierte, verantwortliche, ganzheitliche und effiziente Beeinflussen von Stoffströmen, wobei die Zielvorgaben aus dem ökologischen und ökonomischen Bereich kommen, unter Berücksichtigung von sozialen Aspekten.“

Zur Erstellung eines integrierten Ressourcenmanagementsystems werden Themenfelder technischer Entwicklungen sowie ökonomischer, ökologischer und gesellschaftlicher Aspekte berücksichtigt. Der Betrachtungsraum der Arbeiten im SFB 525 reicht von der Lagerstätte über die Gewinnung, Aufbereitung und Verhüttung primärer Rohstoffe bis hin zu der Nutzung und schließlich der Entsorgung bzw. dem Recycling der Produkte. Hierbei wurden alle in den Teilprozessen auftretenden Transportvorgänge, die Prozesse der Energiebereitstellung sowie die Prozesse der Verwertung oder Entsorgung der auftretenden Abfallströme in die Untersuchungen integriert. Durch die Aufstellung einer technischen Prozesskette wird eine lebenswegorientierte Betrachtung der Metallbereitstellung und der damit einhergehenden direkten und induzierten Stoffströme ermöglicht. Abbildung 1 gibt eine Übersicht über den betrachteten Lebenszyklus eines Rohstoffes.

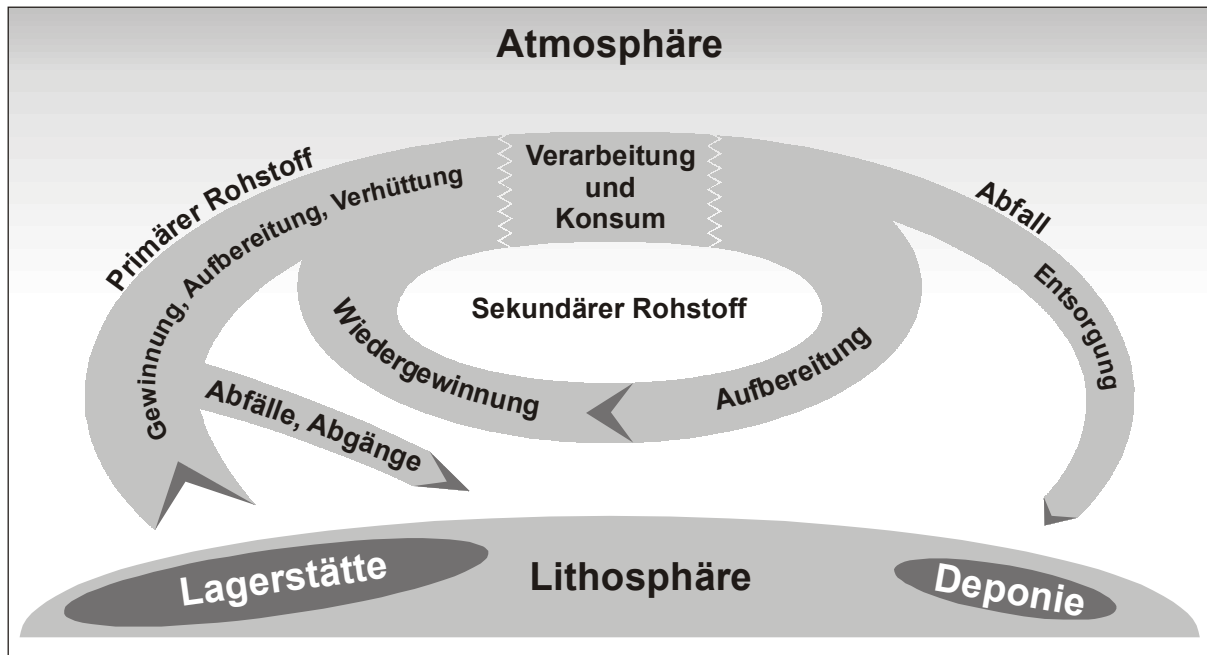


Abbildung 1: Betrachtungsraum des SFB 525

Der SFB 525 definiert den Begriff „Ressourcen“ in seinem Arbeits- und Ergebnisbericht 2000/2001/2002 wie folgt:

„Als Ressourcen im engeren Sinne (natürliche Ressourcen) werden Rohstoffe (nachgewiesene oder vermutete, aber auch technisch bzw. wirtschaftlich zur Zeit nicht gewinnbare Rohstoffe), Energie und Umweltmedien wie Boden, Wasser, Luft und Fläche verstanden. Unterschieden wird in primäre und sekundäre Rohstoffe. Primäre Rohstoffe sind aus ihrer natürlichen Umgebung entnommene Grundstoffe der belebten oder unbelebten Natur im ursprünglichen oder angereicherten Zustand. Sekundäre Rohstoffe fallen bei der Produktion oder Nutzung von Gütern an und werden direkt nach ihrer ersten Nutzungsphase oder nach einer Aufbereitung als Ausgangsmaterial für erneute Produktionsprozesse eingesetzt. Ressourcen im weiteren Sinne sind darüber hinaus Arbeit und Kapital.“

Der SFB 525 ist in 9 Teilprojekte untergliedert, die entsprechend des Betrachtungsraumes Teilprozesse analysieren und interdisziplinäre Fragestellungen in enger Zusammenarbeit bearbeiten. Nachfolgende Aufstellung der Struktur und Arbeitsweise des SFB 525 findet sich im „Arbeits- und Ergebnisbericht 2000/2001/2002“.

- Teilprojekt 1 beschreibt die Eigenschaften von Lagerstätten und deren Auswirkungen auf die technische Prozesskette.

- Teilprojekt 2 untersucht die bergmännischen Gewinnungsverfahren, die Aufbereitungstechniken der metallischen Rohstoffe sowie die Entsorgung anfallender Abfälle.
- Teilprojekt 3 untersucht die Varianten der Metallerzeugung der primären und sekundären Metallherstellung, der Metallverarbeitung sowie der Nutzungsphase.
- Teilprojekt 4 analysiert die Aufbereitung und Bereitstellung sekundärer Rohstoffe.
- Teilprojekt 5 betrachtet die aus der Prozesskette resultierenden Stoffeinträge in die Umwelt und die damit verbundenen Einwirkungen auf den Naturraum unter Einbeziehung der Möglichkeiten der Rekultivierung und Renaturierung.
- Teilprojekt 6 untersucht die Transportvorgänge innerhalb der gesamten Prozesskette und entwickelt ein computergestütztes Informationssystem.
- Teilprojekt 7 untersucht die Energiebereitstellung und Energienutzung.
- Teilprojekt 8 identifiziert, analysiert und modifiziert Methoden zur ressourcenökonomischen Bewertung externer Effekte und zur Ressourceneffizienz ausgewählter Prozessschritte.
- Teilprojekt 9 betrachtet die Prozesskette im Rahmen einer Systemanalyse und entwickelt computergestützte Werkzeuge für eine ganzheitliche Beschreibung und Analyse von Stoffströmen metallischer Rohstoffe.

Im ersten Finanzierungszeitraum (1997-2000) des SFB 525 wurden die zur Bereitstellung von Bauxit/Aluminium erforderlichen Prozesse untersucht. Im zweiten Finanzierungszeitraum wurden die Untersuchungen auf den Rohstoff Kupfer ausgedehnt. Die für Bauxit/Aluminium entwickelten Methoden und Werkzeuge bedurften vor allem im Bereich der Lagerstätten und der bergmännischen Gewinnung, der Aufbereitung und Metallherstellung, den Anwendungen und Umwelteinwirkungen methodische Erweiterungen, wofür das Kupfersystem einen geeigneten Untersuchungsrahmen bot.

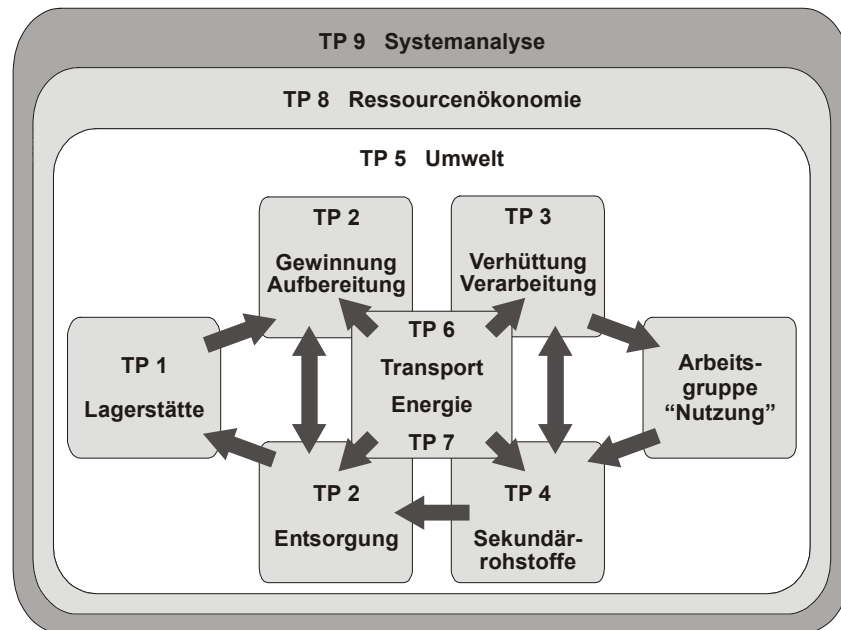


Abbildung 2: Verknüpfung der am SFB 525 beteiligten Teilprojekte

1.3 Die Stellung des Teilprojekts 1 „Lagerstätte“ innerhalb des SFB 525

Im Rahmen der Zielsetzung des SFB 525 sind vom Teilprojekt 1 (Lagerstätten) quantitative Kriterien zur Bewertung der Rohstoffverfügbarkeit und der Lagerstätten- bzw. Rohstoffeigenschaften gefordert, die eine direkte Entscheidungsgrundlage für die Erzgewinnung und Weiterverarbeitung bilden. Die Lagerstättenbewertung erfolgt insbesondere im Hinblick auf die Planung und Optimierung des Betriebsmitteleinsatzes und Verringerung der Gewinnungsverluste sowie die Ausbeute, den Energieaufwand und die Menge der Abfälle zur Beseitigung bei der Metallherstellung. Um diesem Anspruch gerecht zu werden, ist einerseits eine standortbezogene Analyse der Hauptlagerstättentypen mit hohem Detaillierungsgrad notwendig, und andererseits die Bewertung der Rohstoffbereitstellung auf globaler Ebene. Weiterhin erfordert die essentielle Frage nach der Lebensdauer der Reserven metallischer Rohstoffe und die damit verbundene Sorge einer möglichen zukünftigen Verknappung der Versorgung die Entwicklung von Methoden, mit denen das Rohstoffpotenzial unentdeckter Lagerstätten abgeschätzt werden kann.

Nachdem zunächst das Rohstoffsystem Bauxit/Aluminium Gegenstand der Forschungsarbeiten waren, wurde im zweiten Finanzierungszeitraum (2000-2002) am IML die globale Rohstoffverfügbarkeit von Kupfer als ein Arbeitsschwerpunkt im Rahmen des SFB 525 bearbeitet.

Die Bewertung der globalen Rohstoffverfügbarkeit erfordert zunächst die möglichst komplette Erfassung und Kategorisierung der weltweit bekannten Produzenten und Reserven mit den

entsprechenden Qualitätsmerkmalen der Erze und der assoziierten Koppelprodukte. Fragestellungen bezüglich der lokalen geologischen Gegebenheiten und der Erzgenese sind hierbei von Bedeutung, da die globale Verteilung der Lagerstätten keinem statistischen Muster folgt, sondern durch regionalgeologische, lagerstättenbildende Prozesse kontrolliert wird.

Die Analyse der Abhängigkeit der Rohstoffverfügbarkeit von Lagerstätteneigenschaften basiert auf der Grundlage technischer, ökologischer und ökonomischer Vorgaben. Die Entwicklung und Anwendung von Indikatoren ermöglicht die Beschreibung des Zustands und zukünftiger Veränderungen des Systems „Rohstoffverfügbarkeit“. Hierdurch werden zum einen Optimierungspotentiale für die zukünftige Rohstoffnutzung aufgezeigt, und zum anderen lassen sich die Rahmenbedingungen nachzeichnen, die z.B. bei steigenden Qualitätsanforderungen zur Verminderung der verfügbaren Reserven führen können.

Im Vordergrund der standortspezifischen Betrachtung steht die Modellierung der prozessbezogenen Gewinnungsverluste bei der primären Kupferproduktion. Die Integration der gegebenen Eigenschaften relevanter Cu-Lagerstättentypen zusammen mit den spezifischen Abbau- und Aufbereitungsprozessen in einem Berechnungsschema bildet die Grundlage für die Beurteilung der Mengen an nicht extrahiertem Kupfer an einem Gewinnungsstandort. Dieser methodische Ansatz erschließt Perspektiven der effizienten Rohstoffbereitstellung und der Minimierung der Ressourcenerschöpfung auf lokaler, aber durch Agglomeration der Einzelergebnisse auch auf globaler Ebene und stellt lagerstättenkundliche und gewinnungstechnische Parameter in den Kontext des nachhaltigen Umgangs mit nicht erneuerbaren mineralischen Rohstoffen.

Neben einer Bewertung der Rohstoffverfügbarkeit auf Basis geologisch-mineralogischer Charakteristika durch Qualitätsparameter wurden die Kupferverluste für unterschiedliche Lagerstättentypen ermittelt. Dies stellt einen wichtigen Betrachtungsaspekt der Reserveninanspruchnahme und somit der Rohstoffverfügbarkeit dar.

In einem weiteren Arbeitsschwerpunkt wurde im Teilprojekt 1 das Rohstoffpotenzial unentdeckter Lagerstätten bearbeitet. Hierbei steht die computergestützte Modellierung zur Abschätzung von Anzahl und Qualität von Cu-Au-Lagerstätten in einem ausgewählten Gebiet im Vordergrund. Der hier gewählte regionale Ansatz zur Abschätzung des Potenzials unentdeckter Lagerstätten zielt auf die Ermittlung der Anzahl der Vorkommen, deren Entdeckung bei Explorationsbemühungen in Zielgebieten mit erhöhter Höffigkeit zu erwarten ist. Die methodische Grundlage liefert ein Explorationsinformationssystem, das auf Basis der Software ArcView GISTM und Arc-SDM (Spatial Data Modeller Extension) entwickelt wurde.

2 Das Konzept der Nachhaltigen Entwicklung

Die gesamte im SFB behandelte Thematik muss vor dem Hintergrund der Nachhaltigen Entwicklung gesehen werden. Die Nachhaltigkeit als gesellschaftliches Ziel ist heute Leitbild und Grundlage für verschiedenste Aspekte in Politik und Wirtschaft. Im Nachfolgenden wird eine Übersicht über die wichtigsten Abschnitte der Nachhaltigkeitsdiskussion gegeben.

Die wohl älteste Abhandlung über Nachhaltigkeit stammt von H.C. CARLOWITZ aus dem Jahre 1713. In seiner Schrift "Sylvicultura oeconomica" beschäftigt er sich mit der nachhaltigen Waldbewirtschaftung in Sachsen. Ziel war es unter Berücksichtigung der Faktoren Standort, d.h. Klima und Boden (Wasser- und Nährstoffhaushalt), Flächengröße, Holzvorrat und -zuwachs, eine nachhaltig möglichst unverminderte Leistung des Waldes und seiner Bestände zu erzielen (MATHÉ, 2001).

Die gebräuchlichste und allgemein anerkannte Definition des Begriffes „Nachhaltige Entwicklung“ stammt aus dem Report der sogenannten BRUNDTLAND-KOMMISSION (BRUNDTLAND WORLD COMMISSION ON ENVIRONMENT AND DEVELOPMENT, 1987). Dort wird eine Nachhaltige Entwicklung als „eine Entwicklung, die den Bedürfnissen der heutigen Generation entspricht, ohne die Möglichkeiten künftiger Generationen zu gefährden ihre eigenen Bedürfnisse zu befriedigen“ definiert. Dieser Bericht („Our Common Future“) wurde durch die von den Vereinten Nationen eingesetzte Sachverständigenkommission (WCED: World Commission on Environment and Development) unter Führung der damaligen norwegischen Ministerpräsidentin Gro Harlem Brundtland veröffentlicht und stellt die Grundlage für Fragenstellungen in Umwelt- und Entwicklungspolitik dar, sowie für die Umweltkonferenz Rio de Janeiro im Jahre 1992.

Den Beginn der Umsetzung des Konzeptes der Nachhaltigen Entwicklung auf globaler Ebene markiert der 1972 erschienene Bericht des CLUB OF ROME „Die Grenzen des Wachstums“, in dem die ökonomische und gesellschaftliche Entwicklung der Menschheit und die damit einhergehenden Umweltauswirkungen bis zum Jahr 2000 analysiert wird. Der Bericht berücksichtigt die Wechselwirkungen zwischen Energie, Bevölkerungsdichte, Nahrungsmittelressourcen, Material und Kapital, Umweltzerstörung, Landnutzung etc.

1992 fand die Rio-Konferenz statt, deren Ziel es war, die im Brundtland-Report gestellten Forderungen für eine Nachhaltige Entwicklung in internationalen Verträge und Konventionen festzuschreiben. Im Zuge der Konferenz wurden fünf Dokumente erarbeitet:

- die Deklaration über Umwelt und Entwicklung
- die Klimaschutz-Konvention

- die Artenschutz-Konvention
- die Walddeklaration
- die Agenda 21

In der Rio-Deklaration ist erstmals das Recht auf eine Nachhaltige Entwicklung verankert. Eine solche Entwicklung ist untrennbar mit einer Verringerung von negativen Umwelteinflüssen und einer intergenerativen Verteilungsgerechtigkeit verbunden. Die AGENDA 21 stellt ein weltweites Aktionsprogramm zur nachhaltigen Nutzung natürlicher Ressourcen dar und zeigt Möglichkeiten zur Umsetzung auf. Im Anschluss an die Rio-Konferenz wurden zahlreiche Arbeitsgruppen und Gremien gegründet, die sich gezielt einzelnen Themenbereichen der Nachhaltigkeitsdiskussion widmen. 1992 wurde die UN-Kommission für Nachhaltige Entwicklung (CSD: Commission on Sustainable Development) eingesetzt, deren vornehmliche Aufgabe in der Überwachung der nationalen und internationalen Beschlüsse der Rio-Konferenz sowie der Erarbeitung einer Indikatorenliste besteht. Der Weltgipfel 2002 (WORLD SUMMIT ON SUSTAINABLE DEVELOPMENT (WSSD), 2002) in Johannesburg beschäftigte sich mit der Frage, wie das Leitbild der Nachhaltigen Entwicklung, wie es in Rio entworfen wurde, in die Praxis umgesetzt werden kann. Im Bericht des WSSD wird im Paragraph 15 eine Verbesserung der Effizienz und der Nachhaltigkeit im Umgang mit Ressourcen, aber auch Produktionsprozessen gefordert. Die Verminderung der Ressourcendegradierung, der Umweltverschmutzung und des Abfalls sind als wichtige Ziele festgeschrieben.

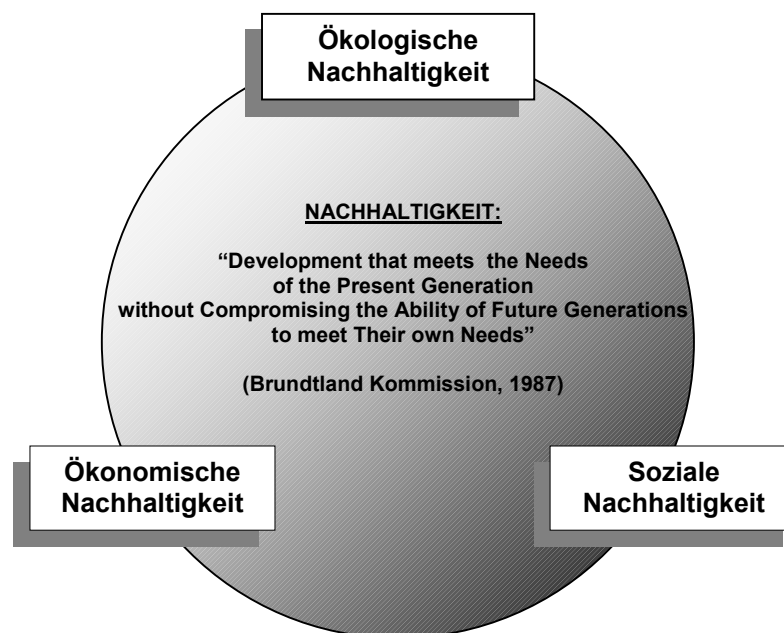


Abbildung 3: Die drei Eckpfeiler der Nachhaltigkeit.

Die Nachhaltigkeit teilt sich in drei Dimensionen, die es sowohl lokal als auch global zu berücksichtigen gilt: die ökonomische, die ökologische und die soziale Dimension (ABSCHLUSSBERICHT DER ENQUÊTE-KOMMISSION des 13. Deutschen Bundestages, 1994). Diese drei Eckpfeiler nehmen vor allem im letzten Jahrzehnt eine gleichberechtigte Position nebeneinander ein.

2.1 Nachhaltigkeit im Bezug auf nicht erneuerbare Rohstoffe

Eine Definition für eine Nachhaltige Entwicklung im Bezug auf Metalle gibt NATURAL RESOURCES CANADA (1995). Demnach besteht das Ziel einer Nachhaltigen Entwicklung im Kontext von Mineralen und Metallen darin, diese in möglichst effizienter Weise aufzufinden, zu extrahieren, zu produzieren, zu nutzen und zu recyceln und dabei die Ansprüche anderer Ressourcennutzer zu respektieren. Die Umweltqualität soll für die gegenwärtige und zukünftige Generationen erhalten oder verbessert werden.

Soll das Konzept der Nachhaltigen Entwicklung auf nicht erneuerbare Rohstoffe wie z.B. Erze angewandt werden, müssen alle drei Dimensionen der Nachhaltigkeit (Umwelt, Soziales, Wirtschaft) in die Betrachtung einbezogen werden (SHIELDS (1998)). Die drei Themenbereiche sind auf vielfältige Weise miteinander verknüpft und beeinflussen sich gegenseitig. Aktivitäten, welche die ökonomische Nachhaltigkeit unterstütze vermindern oft gleichzeitig eine ökologische Nachhaltigkeit. Andererseits führt eine Erhaltung oder Verbesserung der Umweltqualität dazu, dass Geldwerte, die hier investiert werden, nicht für soziale bzw. ökonomische Verbesserungen zur Verfügung stehen.

Einen guten Überblick über die verschiedenen Dimensionen der Nachhaltigkeit geben OTTO & CORDES (2001) in „Sustainable Development and the Future of Mineral Investment“, worauf nachfolgende Erläuterungen im wesentlichen basieren.

Die erste Dimension der Nachhaltigkeit beinhaltet die natürliche Umwelt, die der Einwirkung des Menschen ausgesetzt ist. Dazu gehören Wasser, Luft, Boden, Lebensräume für Tiere und Pflanzen sowie Energie und mineralische Ressourcen. Da dieser Teil der Nachhaltigkeit physisch messbar ist, wird er auch als „Physische Nachhaltigkeit (physical sustainability)“ bezeichnet. Während sich dieser Aspekt für erneuerbare Ressourcen z.B. durch Regenerationsraten messen lässt, ist eine physische Nachhaltigkeit für nicht erneuerbare mineralische Ressourcen und Energieressourcen, die in ihrer Menge begrenzt sind, im engeren Sinne nicht erreichbar. Hier muss die Nutzung der Ressourcen gekoppelt mit weiteren Aspekten, wie z.B. technischen Neuerungen, betrachtet werden.

Die zweite Dimension der Nachhaltigkeit umfasst die wirtschaftlichen Gesichtspunkte der Nachhaltigkeit. Die oben genannten natürlichen Ressourcen dienen als Basis für die Produktion von Gütern und das letztlich daraus resultierende Wohlergehen der Gesellschaft. Eine Verringerung des Vorrates an nicht erneuerbaren Ressourcen ist mit dem Konzept der Nachhaltigkeit vereinbar, wenn damit eine adäquate Erhöhung des „man-made“ Kapitals, wozu neben monetären Werten auch Bildung und Technologie gehören, einhergeht. Die Erschöpfung von Erz- oder Energieressourcen oder das Auftreten von negativen Umwelteffekten sind demnach mit einer Nachhaltigen Entwicklung vereinbar, wenn sie durch positive Auswirkungen auf den wirtschaftlichen Bereich so substituiert werden, so dass dort langfristig ein positiver Effekt zu erwarten ist. Diese Sichtweise wird häufig auch als „schwache Nachhaltigkeit“ bezeichnet. Dem steht die „starke Nachhaltigkeit“ gegenüber, die durch die Forderung nach einer Erhaltung oder Erhöhung des Vorrats an natürlichen Ressourcen bei gleichzeitiger Erhaltung oder Erhöhung des gesamten Kapitalvorrats gekennzeichnet ist.

Im Blickpunkt der dritten Dimension der Nachhaltigkeit liegt der soziale und kulturelle Bereich der Gesellschaft. Hier kommt dem Aspekt der intragenerativen Verteilungsgerechtigkeit eine bedeutende Rolle zu.

Für die Diskussion der **physischen Nachhaltigkeit** im Bezug auf den Bergbau sind nach OTTO & CORDES (2001) vor allem die Produktion aus mineralischen Rohstoffen und die Umweltaspekte in Bergbaugebieten von Wichtigkeit. Auf den ersten Blick scheint die Nutzung von mineralischen Rohstoffen dem Nachhaltigkeitskonzept zu widersprechen, da in einzelnen Produktionsstandorten die Reserven begrenzt sind und auch das Vorhandensein der Rohstoffe in der Erdkruste endlich ist. Dem entgegensetzen ist, dass Minen ihre sich erschöpfenden Reserven durch neue Zugewinne ersetzen und Reserven lediglich einen kleinen Teil der in der Erdkruste vorhandenen Rohstoffe repräsentieren. Eine zweite Triebfeder für die Nachhaltigkeit im Bergbaubereich stellen technische Erneuerungen dar, durch die Minen z.B. die Möglichkeit haben, bislang nicht gewinnbare Metallressourcen auszuschöpfen. Solche technischen Fortschritte fördern auch die Inbetriebnahme bislang zwar bekannter, aber nicht wirtschaftlich gewinnbarer Lagerstätten sowie die verstärkte Exploration z.B. auf Lagerstätten mit niedriggradigen Erzen. OTTO & CORDES (2001) schließen aus steigenden Reservenzahlen der letzten 50 Jahre für unterschiedliche Metalle, dass Neuentdeckungen und technische Fortschritte die Erschöpfung der Rohstoffe mehr als wett gemacht haben.

Das Recycling von Metallen muss ebenfalls in dieser Diskussion berücksichtigt werden, da es zwar nicht zur Nachhaltigkeit des Bergbaus selbst beiträgt, aber hilft, Metalle und damit auch ihre Eigenschaften langfristig verfügbar zu halten.

In der Diskussion um die Nachhaltigkeit des Bergbaus und der Metallgewinnung dürfen Umweltaspekte nicht unberücksichtigt bleiben (**ökologische Nachhaltigkeit**). Die Auswirkungen von Abbau und Aufbereitung wie z.B. Flächenverbrauch, das Anfallen von Abraum und Aufbereitungsabgänge (Tailings) sowie deren Lagerung und Acid Mine Drainage sind im Allgemeinen auf den Produktionsstandort beschränkt. Nach OTTO & CORDES (2000) haben lagerstättenspezifische Parameter, Umwelt und Technikstandard hierbei Einfluss auf das Ausmaß der negativen Umweltbeeinflussung:

- Hochgradige Lagerstätten produzieren weniger festen Abraum als niedriggradige Lagerstätten.
- In ariden Regionen ist das Acid Mine Drainage Potenzial aufgrund der geringeren Niederschläge niedriger als in humiden Regionen.
- In sulfidreichen Lagerstätten steht mehr Schwefel zur Bildung von Schwefelsäure zur Verfügung als in sulfidarmen Lagerstätten.
- Bergbaubetriebe, die über eine moderne Technik verfügen, produzieren in der Regel weniger Abfälle und Emissionen als Betriebe mit alter Technik.

Die **ökonomische Nachhaltigkeit** kann auf lokaler, regionaler und nationaler Ebene betrachtet werden. Nach TILTON (1992) muss zur Erreichung der ökonomischen Nachhaltigkeit zunächst die Ausbeutung der Lagerstätten erfolgen. Nach Erschöpfung der Reserven ist es notwendig, dass ein großer Teil der durch den Bergbau erwirtschafteten Gewinne in Bildung, Forschung und Entwicklung und soziale Infrastruktur investiert werden, um eine langfristige Steigerung des Wohlstands zu garantieren.

Das MMSD („The Mining, Minerals and Sustainable Development Projekt“) des „Institute of Environment and Development“ (iied) führt in seinem Abschlussbericht als weitere Nachhaltigkeitskategorie den Bereich der politischen Regelung auf, welcher alle Aspekte der politischen Einflussnahme beinhaltet.

2.1.1 Das Beispiel Kupfer

In Bezug auf das Metall Kupfer liegt eine Studie zur Nachhaltigkeit vom Bundesministerium für Wirtschaft und Technologie vor.

Durch das Bundesministerium wurde ein „Handlungsinstrumentarium zur Effizienzverbesserung bei der Gewinnung und Verarbeitung mineralischer Rohstoffe im Hinblick auf eine Nachhaltige Entwicklung am Beispiel Kupfer“ vorgelegt (BMW, 2000). In

der durch die Prognos AG durchgeführten Studie werden Probleme und Risiken der Gewinnung und Verarbeitung von Kupfer, die unter Nachhaltigkeitsgesichtspunkten auftreten, benannt. Diese werden sowohl den unterschiedlichen Dimensionen der Nachhaltigkeit als auch den verschiedenen Stufen im Produktionsprozess zugeordnet. Lösungen dieser Probleme und Risiken sollten „spezifische geologische, ökonomische, soziale und kulturelle Rahmenbedingungen“ (BMW, 2000) berücksichtigen. Als Maßnahmen zur Problemlösung mit besonders hohem Nutzen werden im Bergbau Maßnahmen, die zur Vermeidung von Gefährdungspotenzialen durch Schadstoffaustragungen aus „Tagebau-Abraumhalden“ dienen sowie Maßnahmen zur Verringerung des Sicherheitsrisikos eingestuft. Für die Aufbereitungsschritte Mahlen und Flotation wird die Optimierung des Frischwasserverbrauchs und die Reduzierung des Abwasseraufkommens gefordert, und Risiken durch die Deponierung von Flotationsrückständen sollen minimiert werden.

Als weniger sinnvoll werden jedoch Maßnahmen eingestuft, die auf die Reduzierung des Wertstoffverlustes in den Prozessen des Abbaus und der Aufbereitung abzielen, da die Studie die Verluste als gering einstuft und eine „Gewinnung nur mit einem überproportional hohen Aufwand an Energie, Emissionen und Kosten“ (BMW, 2000) zu realisieren wäre.

2.2 Nachhaltigkeitsindikatoren

Indikatoren dienen dazu, Nachhaltigkeit messbar zu machen. Diese Variablen, die den Zustand eines Systems beschreiben, basieren auf der Sammlung und systematischen Ordnung von Daten und Beobachtungen.

Die Forderung nach der Entwicklung von Indikatoren ist in der Agenda 21 unter Punkt 40.6 verankert:

„40.6 Die Länder auf nationaler Ebene und staatliche und nichtstaatliche Organisationen auf internationaler Ebene sollen das Konzept der Indikatoren für Nachhaltige Entwicklung entwickeln, um solche Indikatoren zu bestimmen. Zur Förderung der verstärkten Anwendung einiger dieser Indikatoren in Satellitenrechnungen und letzten Endes auch in volkswirtschaftlichen Gesamtrechnungen muss die Entwicklung von Indikatoren durch das Statistikbüro des Sekretariats der Vereinten Nationen unter Berücksichtigung der Erfahrungen, die auf diesem Gebiet gesammelt wurden und werden, vorangetrieben werden.“

Basierend auf der Agenda 21 wurde von der Commission on Sustainable Development (CSD) eine Indikatorenliste erstellt mit dem Ziel, Nachhaltigkeit messbar zu machen. Die Verfügbarkeit nicht erneuerbarer Rohstoffe ist im Kapitel 4 der Agenda 21 eingeordnet:

“Changing Consumption Patterns: 4.5 Besondere Aufmerksamkeit verdient die Beanspruchung natürlicher Ressourcen, die durch einen nicht nachhaltigen Verbrauch gekennzeichnet ist. Desweiteren sollte ebenfalls der effiziente Gebrauch dieser Ressourcen konsistent mit den Zielen der Minimierung der Ressourcenerschöpfung sowie der Reduzierung der Verschmutzung sein...“. Sichere Mineralreserven, wertgeschöpfter Anteil der Rohstoffindustrie im Vergleich zur allgemein verarbeitenden Industrie und die Intensität des Materialeinsatzes sind die durch die CSD vorgestellten Indikatoren für nicht erneuerbare Rohstoffe.

Einen Überblick über bestehende Indikatorenkonzepte gibt die Internetseite „Lexikon der Nachhaltigkeit“ (<http://www.nachhaltigkeit.aachener-stiftung.de>). Vorschläge für Indikatoren liegen von zahlreichen Institutionen wie beispielsweise dem Bundesministerium für Umwelt, Naturschutz und Reaktorsicherheit (BMU), dem Umweltbundesamt oder der Commission on Sustainable Development (CSD) der UN vor.

Das Bundesumweltministerium (<http://www.umweltbundesamt.de/dux/ro-inf.htm>) entwickelte 1998 das Umweltbarometer, welches die Entwicklung der Umweltsituation in Deutschland durch wenige Indikatoren beschreibt. Die insgesamt sechs Indikatoren des Umwelt-Barometers stehen für die Bereiche Klima, Luft, Boden, Wasser und den Querschnittsbereich Ressourcen: Energie/Rohstoffe.

Als Indikator für die Kategorie Rohstoffe wird die Rohstoffproduktivität angegeben. „Die Rohstoffproduktivität nimmt zu, wenn eine wirtschaftliche Leistung mit einem geringeren Materialaufwand erbracht wird. Eine solche Verbesserung der Materialeffizienz kann in allen Wirtschaftsbereichen erzielt werden. In den Bereichen, in denen - wie etwa im Baubereich – große Stoffmengen bewegt werden, sind Materialeffizienzsteigerungen besonders wirksam. Beispielsweise trägt eine Verlagerung von Investitionen vom Neubau in die Sanierung von bestehenden Gebäuden erheblich zur Rohstoffproduktivität bei, da hier vergleichbare Geldströme mit sehr viel geringeren Materialströmen verbunden sind.“

Die Rohstoffproduktivität wird gemessen als repräsentative Messgröße dafür, wie effizient eine Volkswirtschaft mit nicht-erneuerbaren Rohstoffen umgeht. Sie wird ausgedrückt als das Verhältnis des Bruttoinlandsproduktes zum Verbrauch an nicht erneuerbaren Rohstoffen.

$$\text{Rohstoffproduktivität} = \frac{\text{BIP}}{\text{Verbrauch nicht erneuerbarer Rohstoffe}}$$

Als Ziel wird die Erhöhung der Rohstoffproduktivität auf das 2,5-fache bis 2020 auf der Basis von 1993 genannt. Bis zum Jahr 2001 ist im Vergleich mit dem Basisjahr 1993 eine 15-

prozentige Steigerung der Produktivität zu verzeichnen und auch in Zukunft zu erwarten. Allerdings liegt diese Zunahme unter der für das Erreichen des Umweltziels notwendigen Steigerung.

Als problematisch ist bei diesem Indikator allerdings die Tatsache anzumerken, dass nur die in Deutschland eingesetzten Rohstoffmengen berücksichtigt werden, nicht aber die durch diese Rohstoffe ausgelösten Massenströme oder mit der Gewinnung und Erzeugung einhergehende Umwelteinflüsse.

Auch in Lebenszyklusanalysen wie der Materialintensitätsanalyse, dem Life Cycle Assessment (LCA) und dem Eco-Indikator 99 wird versucht ein System durch Indikatoren bewertbar zu machen.

Auf dem Begriff der Materialintensität beruht das MIPS-Konzept (Materialintensität pro Serviceeinheit), das 1993 am Wuppertalinstitut entwickelt wurde. Es liefert einen Einzelindikator für die Umweltbelastungsintensität durch Produkte und Dienstleistungen oder mit geographischem Bezug. Die verbrauchten Stoffmengen werden als Einheitstonnen summiert und auf die Anzahl der Dienstleistungen bezogen. Dieser Summenindikator differenziert nicht nach Gefährdungspotenzial von Materialien und lässt auch die Verfügbarkeit von Ressourcen unberücksichtigt.

Eine Methode zur Standardisierung von LCAs erarbeitete 1991 die SETAC (SOCIETY OF ENVIRONMENTAL TOXICOLOGY AND CHEMISTRY). Innerhalb des LCA werden für einzelne Prozesse eines Produktsystems oder einer Dienstleistung Inputs und Outputs bilanziert (Life Cycle Inventory (LCI)). Die Massen- und Energieströme werden zur Bewertung der Umweltrelevanz in einzelne Wirkungskategorien, welche einzelne Umweltwirkungen bezeichnen, zusammengefasst und in einzelnen Wirkungspotenzialen ausgedrückt (Life Cycle Impct Assessment (LCIA)). Der Begriff Umwelt wird in vier „Areas of Protection“ abgebildet. Diese sind die menschliche Gesundheit, die natürliche Umwelt, Ressourcen und die menschengemachte Umwelt. Der Eco-Indikator 99 schließt an die Wirkungskategorien des LCA an, indem er durch die Quantifizierung von Schäden Wirkungspotenziale zu einem Einzelindikator aggregiert.

GRASSMANN ET AL. (2001), HÜTTNER (2001), MOTZ ET AL. (2001) und BRINGEZU (2001) stellen Indikatoren für nicht metallische Rohstoffe vor.

3 Das Metall Kupfer

Das Metall Kupfer (Chemisches Symbol: Cu, Atomzahl: 29) gehört zur Gruppe der Buntmetalle und hat einen Anteil an der Erdkruste von durchschnittlich 0,005%. Bei einem für die bergbauliche Gewinnung rentablen Mindestgehalt von 0,4% Cu ergibt sich ein Anreicherungsfaktor 80 (EVANS, 1992). Diesen Faktor der Anreicherung gegenüber der normalen Häufigkeit eines Elementes in der Erdkruste bezeichnet man als Clarke-Wert (TAYLOR & MCLENNAN, 1985). Im Vergleich zu Kupfer betragen z.B. die Clarke-Werte von Aluminium und Eisen 3,75 bzw. 5.

Aufgrund seiner Eigenschaften ist Kupfer eines der wichtigsten Metalle. Es ist leicht verformbar und lässt sich gut schmieden. Es ist korrosionsbeständig und recycelbar. Da Kupfer sich durch eine hohe elektrische und thermische Leitfähigkeit auszeichnet, kommt ca. 50% des produzierten Kupfers in der Elektroindustrie zum Einsatz. Kupferlegierungen (Bronze: Cu + Sn, Messing: Cu + Zn) weisen eine besondere Härte, hohe Zugfestigkeit oder noch höhere Korrosionsbeständigkeit auf. Diese Eigenschaften sind besonders für die Bauindustrie und den Fahrzeug- und Maschinenbau von Bedeutung.

In Deutschland wird heute etwa 50% des jährlichen Kupferbedarfs durch Recyclingmaterial gedeckt.

Für Menschen und Tiere ist Kupfer in hoher Konzentration toxisch, jedoch als Spurenelement unentbehrlich.

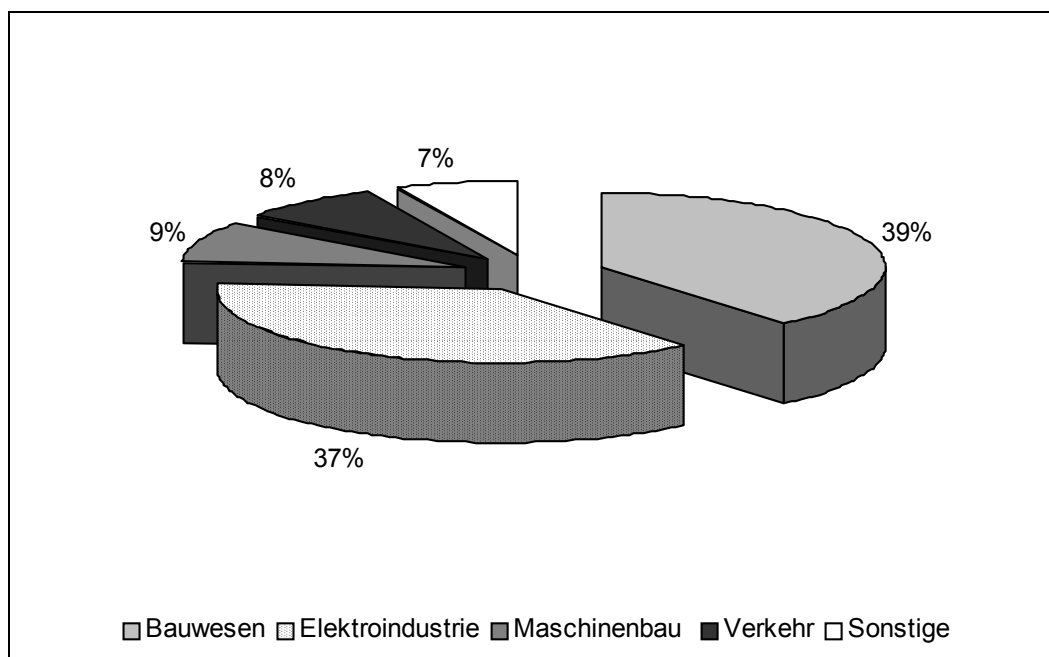


Abbildung 4: Hauptverwendungsgebiete von Kupfer (Deutsches Kupferinstitut, 2003)

Tabelle 1: Wichtige sulfidische und oxidische Kupferminerale (Metallgesellschaft, 1993)

Erzmineral	Formel	Cu-Gehalt [%]
Chalkosin	Cu_2Fe	79
Digenit	Cu_9S_5	78
Covellin	CuS	66
Bornit	Cu_5FeS_4	63
Enargit	Cu_3AsS_4	48
Tennantit	$\text{Cu}_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$	42-52
Tetrahedrit	$\text{Cu}_{12}\text{Sb}_4\text{S}_{13}$	30-45
Chalkopyrit	CuFeS_2	34,5
Cuprit	Cu_2O	89
Tenorit	CuO	80
Malachit	$\text{Cu}_2(\text{OH})_2\text{CO}_3$	72
Azurit	$\text{Cu}_3(\text{OH})[\text{CO}_3]_2$	55

3.1 Reserven und Ressourcen

Nach MURAWSKI (1992) sind Lagerstätten natürliche Anhäufungen nutzbarer Minerale, Gesteine aber auch von Erdöl, Erdgas oder anderen Gasen, die nach Größe und Inhalt für eine wirtschaftliche Gewinnung in Frage kommen könnten.

Die gesamten Rohstoffvorkommen eines Gebietes werden in identifizierte und unentdeckte Ressourcen unterteilt. Die erstere Kategorie wird nach Kenntnisstand über die geologischen Gegebenheiten und nach ökonomischen Bedingungen weiter unterteilt. Eine detaillierte Aufgliederung der Termini liefert die Klassifikation des U.S. GEOLOGICAL SURVEY (USGS, 1980). Die Definition des Terms „Ressource“, wird wie folgt unterteilt:

- Als Entdeckte Ressourcen („identified resources“) gelten Ressourcen deren Lage, Gehalt, Qualität und Quantität bekannt sind oder aufgrund von geologischen Hinweisen abgeschätzt werden können. Entdeckte Ressourcen beinhalten bauwürdige, bedingt bauwürdige („marginal economic“) sowie unbauwürdige („subeconomic“) Ressourcen.
- Unentdeckte (prognostische) Ressourcen („undiscovered resources“) sind unentdeckte Erzkörper auf deren Existenz aufgrund regionalgeologischer Kenntnisse und theoretischer Annahmen geschlossen werden kann.

Mit dem Begriff „Reserven“ wird der Teil der identifizierten Ressourcen belegt, deren Erz innerhalb der zu einem bestimmten Zeitpunkt gegebenen ökonomischen und rechtlichen Rahmenbedingungen extrahiert werden kann. Reserven können nach abnehmendem Kenntnisstand über das Vorkommen unterteilt werden in sicher („measured, proved“), wahrscheinlich („indicated, probable“) und möglich („inferred“). Der USGS (1980) gibt folgende Definitionen für die einzelnen Teilbereiche:

- sichere („measured, proved“) Reserven: Die Qualität und Quantität des Vorkommens sind bekannt. Ein dichtes Probennetz sowie detaillierte geologische Kenntnisse bilden die Basis für Berechnungen. Die Geologie des Vorkommens ist so genau bekannt, dass Größe, Form, Teufe und Mineralinhalt berechnet werden können.
- wahrscheinliche („indicated, probable“) Reserven: Aufgrund von Analysen und Messungen sowie geologischer Annahmen kann die Qualität und Quantität des Vorkommens abgeschätzt werden. Die Dichte des Probennetzes und die der Aufschlüsse ist jedoch in größerem und unregelmäßigem Abstand als bei den sicheren Reserven.
- mögliche („inferred“) Reserven: Diese Kategorie umschließt bekannte, aber nicht explorierte Vorkommen, deren Qualität und Quantität durch geologische Annahmen abgeschätzt werden. Für Reserven dieser Kategorie liegen keine Messungen oder Proben vor.

Cumulative Production	IDENTIFIED RESOURCES			UNDISCOVERED RESOURCES	
	Demonstrated		Inferred	Probability Range	
	Measured	Indicated		Hypothetical	Speculative
ECONOMIC	Reserves		Inferred Reserves		
MARGINALLY ECONOMIC	Marginal Reserves		Inferred Marginal Reserves		
SUBECONOMIC	Demonstrated Subeconomic Resources		Inferred Subeconomic Resources		
Other Occurrences	Includes nonconventional and low-grade materials				

Abbildung 5: Klassifikation von mineralischen Reserven und Ressourcen nach dem U.S. Geological Survey (USGS, 1980)

Der Anteil einer entdeckten Ressource, welcher den Minimumkriterien, wie Gehalt, Qualität, Teufe, Mächtigkeit, für den derzeitigen Bergbau entspricht, wird als Reservenbasis („Reserve

Base“) bezeichnet. Die Reservenbasis umfasst die sicheren Reserven, aus denen die Reservenmenge berechnet wird. In diese Berechnung können auch Ressourcen eingehen, von denen begründet angenommen werden kann, dass sie in Zukunft ökonomisch abbaubar sind. Es sind also sowohl die z.Z. bauwürdigen, die bedingt bauwürdigen als auch die unbauwürdigen Reserven in der Reservenbasis enthalten.

Der Term mögliche Reservenbasis („Inferred Reserve Base“) bezeichnet entdeckte Ressourcen, deren Menge aufgrund geologischer Hinweise und Kenntnisse abgeschätzt werden kann.

Cumulative Production	IDENTIFIED RESOURCES			UNDISCOVERED RESOURCES	
	Demonstrated		Inferred	Probability Range	
	Measured	Indicated		Hypothetical	Speculative
ECONOMIC	Reserve Base		Inferred Reserve Base		
MARGINALLY ECONOMIC					
SUBECONOMIC					
Other Occurrences	Includes nonconventional and low-grade materials				

Abbildung 6: Definition der Reservenbasis und der möglichen Reservenbasis nach dem U.S. Geological Survey (USGS, 1980)

3.2 Klassifikation der Lagerstättentypen

Eine Klassifikation von Lagerstättentypen kann generell nach unterschiedlichen Gesichtspunkten erfolgen. So kann zum einen die Genese von Lagerstätten ein zentraler Punkt in der Einteilung der Vorkommen sein. Die Einbeziehung genetischer Aspekte ist jedoch problematisch, wenn sich die Vorstellungen über die Bildung von Lagerstätten weiterentwickeln und somit die vorgenommene Einteilung nicht mehr gültig ist.

Zum anderen kann eine Klassifikation der Lagerstättentypen nach Rohstoffinhalt, Morphologie und Gesteinsverband erfolgen. Eine Einteilung nach Rohstoffinhalt und Morphologie ist vor allem für ökonomische Betrachtungen sinnvoll. Vom geologischen Standpunkt aus ist jedoch eine Klassifikation nach dem Gesteinsverband zu favorisieren, da

diese Einteilung eine zu starke Vereinheitlichung von unterschiedlichen Lagerstättentypen vermeidet.

In der vorliegenden Arbeit wird im Wesentlichen auf die Lagerstätteneinteilung nach COX & SINGER (1986) zurückgegriffen. COX & SINGER (1986) teilen die unterschiedlichen Lagerstätten nach der geologisch-tektonischen Umgebung („Environment“) ein.

Igneous	Intrusive	Mafic-ultramafic	Stable Area
			Unstable Area
		Alkaline and basic	
	Felsic	Phanerocrystalline	
Extrusive	Mafic	Porphyroaphanitisch	
	Felsic-mafic		
Sedimentary	Clastic rocks		
	Carbonate rocks		
	Chemical sediments		
Regional metamorphic	Metavolcanic and metasedimentary		
	Metapelite and metaarenite		
Surficial	Residual		
	Depositional		

Abbildung 7: Klassifikation der Lagerstättentypen nach COX & SINGER (1986) basierend auf der jeweiligen geologisch-tektonischen Umgebung.

Basierend auf der Lagerstättenklassifikation von COX & SINGER (1986) wurden vom USGS (BRAY (Hrsg.), 1995) Lagerstättenmodelle entwickelt, die neben geologischen Charakteristika auch die potenziellen Umweltauswirkungen der Vorkommen berücksichtigen. Aufgrund des geologischen Inventars der Lagerstätten sollen die umweltbezogenen Lagerstättenmodelle helfen, Umweltimpakte abzuschätzen und zu minimieren.

3.2.1 Porphyrische Kupferlagerstätten

Porphyrische Lagerstätten werden durch die Intrusion von Tonaliten bis Monzograniten oder syenitischen porphyrischen Gesteinen in granitische, vulkanische, sedimentäre oder andere Gesteine gekennzeichnet (COX & SINGER, 1986). Die Porphyre bestehen aus Phenocrysten, die einen geringen Abstand zueinander aufweisen, und einer microaplitischen Quarz-Feldspat Matrix. Die überwiegende Zahl der porphyrischen Lagerstätten entstand im Mesozoikum bis Känozoikum. Die Intrusionen in höheren Krustenniveaus werden begleitet

von Dikes, Breccien und Störungen. Hebung und Erosion legen die subvulkanischen Gesteine frei.

Dieser Lagerstättentyp ist an andinen oder Inselbogen-Vulkanismus in Riftzonen entlang von konvergierenden Plattengrenzen gebunden.

Assoziiert mit porphyrischen Kupferlagerstätten können weitere Vorkommen auftreten, wie z.B. Skarne, epithermale Gänge oder polymetallische Verdrängungslagerstätten.

Die kupferhaltigen Minerale treten als disseminierte Vererzungen und als Stockwerkvererzung auf. Die Erzmineralogie setzt sich in der Regel wie folgt zusammen: Chalkopyrit + Pyrit \pm Molybdänit; Chalkopyrit + Magnetit + Bornit + Au. Daneben treten Quarz + K-Feldspat + Biotit \pm Anhydrit bzw. Quarz + Serizit \pm Tonminerale auf. Jüngere Adern können Enargit, Tetrahedrit, Galenit und Sphalerit führen.

Kennzeichnend für die porphyrischen Cu-Lagerstätten ist eine durch hydrothermale Alteration hervorgerufene Zonierung, welche von LOWELL & GUILBERT (1970) beschrieben wird. Nach diesen beiden Autoren ist auch das Modell zur Klassifikation der einzelnen Zonen benannt: das Lowell-Guilbert-Modell. In diesem Modell werden vom Zentrum zum Randbereich der Lagerstätte vier Alterationszonen unterschieden: die Kalimetasomastosezone („potassic zone“), die Sericitisierungszone („phyllic zone“), die Argillitisierungszone („argillic zone“) und die Propylitiserungszone („propylitic zone“).

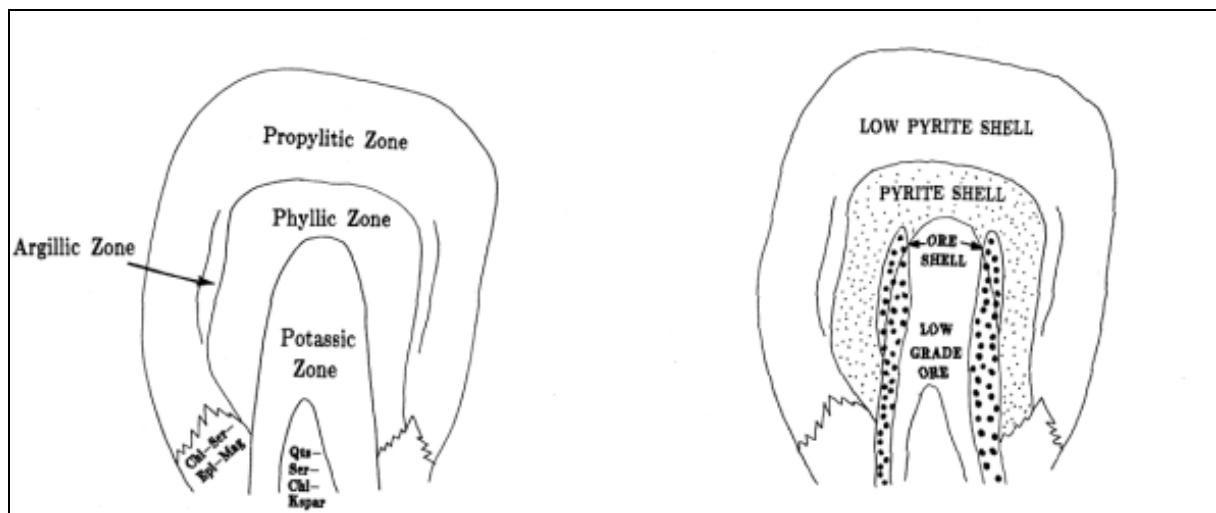


Abbildung 8: Alterationszonierung (links) und Zonierung der Erzmineralisation in porphyrischen Kupferlagerstätten nach LOWELL & GUILBERT (1970)

Die Vererzung tritt nach LOWELL & GUILBERT (1970) in den meisten Fällen in Form eines steilwandigen Zylinders auf. Entsprechend den Alterationszonen sind auch die vererzten

Bereiche zониert. So ist der zentrale Bereich der Lagerstätte erzarm (wenig Chalkopyrit, Molybdänit, Pyrit). Nach außen steigt der Molybdänitanteil und in der Erzähle schließlich auch der Chalkopyritgehalt an. Außerhalb der Erzähle existiert eine pyritreiche Aureole (10-15% Pyrit), die aber nur wenig Chalkopyrit und Molybdänit enthält. Die Erzmineralisation lässt sich gut mit der Alterationszonierung korrelieren. Die höchsten Cu-Gehalte treten an der Grenze von Kalimetasomastosezone und Sericitisierungszone auf. Die Argillitisierungszone und die Propylitisierungszone weisen keine oder nur geringe, unwirtschaftliche Vererzungen auf.

Nach COX ET AL. (1995) können in porphyrischen Kupferlagerstätten die Elemente As, Cd, Pb, S, Sb, Te und Zn so stark angereichert sein, dass sie zu negativen Umwelteinflüssen führen können.

Die porphyrischen Kupferlagerstätten können nach den Wertmetallen, die sie führen, in Cu-, Cu-Au- und Cu-Mo-Porphyre unterteilt werden. Diese Untertypen unterscheiden sich in ihrer Erzmineralogie. Die Erzminerale der Cu-Au-Porphyre sind vor allem Chalkopyrit ± Bornit. Es treten Spuren von Gold, Electrum, Sylvanit, Hessit auf. In Cu-Mo-Porphyren herrschen Chalkopyrit + Pyrit + Molybdänit vor. Randliche Adern oder Verdrängungslagerstätten mit Chalkopyrit + Sphalerit + Galenit ± Gold kommen vor, und in den Randbereichen der Lagerstätten können Adern von Cu-Ag-Sb-Sulfiden, Baryt und Gold zu finden sein.

Detaillierte Beschreibungen des hier beschriebenen Lagerstättentyps finden sich bei Cox & SINGER (1986) in den Modellen 17 („Descriptive model of porphyry Cu“), 20c („Descriptive model of porphyry Cu-Au“) und 21a („Descriptive model of porphyry Cu-Mo“). Nach der Klassifikation von Cox & Singer (1986) werden die porphyrischen Lagerstätten der Gruppe der an felsische, porphyroaphanitische Intrusionen gebundene Vorkommen zugeordnet.

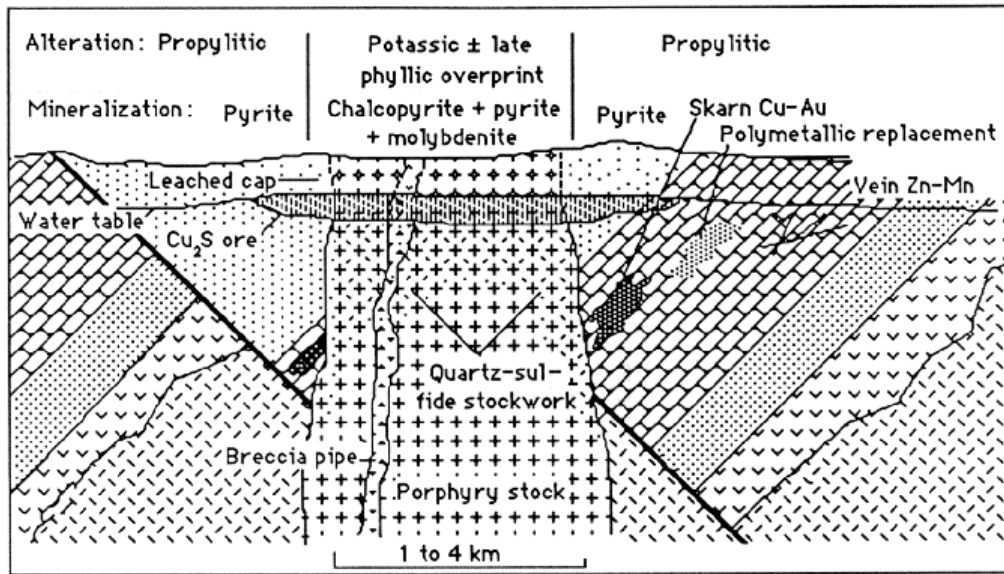


Abbildung 9: Schematisches Profil einer porphyrischen Cu-Lagerstätte zur Verdeutlichung der Beziehung zwischen Erzmineralen, Alterationszonierung, supergener Anreicherung sowie assoziierten Lagerstättentypen (COX & SINGER, 1986)

Tabelle 2: Beispiele porphyrischer Kupferlagerstätten mit jeweiliger Produktion und durchschnittlichen Kupfergehalten des Erzes in der Aufbereitung für das Jahr 2000.

Lagerstätte	Land	Lagerstättentyp	Cu-Produktion (2000)	Durchschnittlicher Cu-Gehalt (Head Grade)
Chuquicamata	Chile	Cu-Porphyr	641220 t	1,1 %
El Teniente	Chile	Cu-Porphyr	353550 t	1,08 %
Cerro Verde	Peru	Cu-Porphyr	68300 t	0,65 %
Grasberg	Indonesien	Cu-Au-Porphyr	720000 t	1,04 %
Morenci	USA	Cu-Au-Porphyr	423000 t	0,64 %
Bingham Canyon	USA	Cu-Au-Porphyr	289000 t	0,56 %
La Escondida	Chile	Cu-Mo-Porphyr	917000 t	1,88 %
Andina	Chile	Cu-Mo-Porphyr	262500 t	1,27 %
Bagdad	USA	Cu-Mo-Porphyr	110000 t	0,4 %

3.2.2 Kupfer Skarn-Lagerstätten

Skarnlagerstätten entwickeln sich im Kontaktbereich von Intrusionen und Nebengestein durch regional- oder kontaktmetamorphe oder metasomatische Prozesse.

Cu-Skarnlagerstätten sind an tonalitische bis monzogranitische Intrusionen eines spät orogenen Magmatismus an Kontinentalrändern gebunden, die in karbonatische oder karbonathaltige klastische Gesteine eindringen. Kupferskarne entstanden hauptsächlich im Mesozoikum, sind jedoch auch aus allen anderen Epochen der Erdgeschichte bekannt.

Kupferskarne können mit den zuvor beschriebenen porphyrischen Kupferlagerstätten in Verbindung stehen, wie auch mit Fe- oder Zn-Skarnen oder polymetallischen Verdrängungslagerstätten.

Im Allgemeinen treten als Erzminerale Chalkopyrit + Pyrit ± Hämatit ± Magnetit ± Bornit ±Pyrrhotin auf. Daneben können aber auch z.B. Molybdänit, Sphalerit, Galenit, Arsenopyrit, Enargit, Tennantit, Gold und Silber vorkommen. Der Grossteil der Kupfervererzung ist in Stockwerkadern enthalten. Die vererzten Bereiche in Karbonaten bzw. karbonathaltigen Gesteinen nahe des Intrusionskörpers oder in Xenolithen formen unregelmäßige oder tabulare Erzkörper. Die Mineralisation begleitet in der Regel die retrograde Alteration im Zuge der Abkühlung der Intrusion.

Tabelle 3: Beispiele für Kupfer-Skarnlagerstätten mit jeweiliger Produktion und Kupfergehalt des Erzes in der Aufbereitung für das Jahr 2000.

Lagerstätte	Land	Cu-Produktion (2000)	Durchschnittlicher Cu-Gehalt (Head Grade)
La Caridad	Mexiko	175950	0,58 %
Tintaya	Peru	71208	1,7 %
Mantoverde	Chile	52500	0,55 %
Cobriza	Peru	26600	1,25 %

Detaillierte Beschreibungen des hier beschriebenen Lagerstättentyps finden sich bei Cox & SINGER (1986) in ihren den Modellen 18a („Descriptive model of porphyry Cu, skarn-related deposits“) und 18b („Descriptive model of Cu skarn deposits“). Nach der Klassifikation von Cox & SINGER (1986) werden die Cu-Skarnlagerstätten der Gruppe der an felsische, porphyroaphanitische Intrusionen gebundene Vorkommen zugeordnet.

3.2.3 Vulkanogen gebundene Massivsulfidlagerstätten („Volcanic Hosted/Associated Massive Sulfides“, VHMS-Lagerstätten)

VHMS-Lagerstätten haben eine linsen- bis deckenförmige Geometrie und sind mit vulkanischen Gesteinen, die in ihrer Zusammensetzung von Basalt bis Rhyolith variieren, assoziiert. Die Gruppe der VHMS-Lagerstätten kann in drei Kategorien unterteilt werden: Lagerstätten des Zypern Typs stellen meist kleinere Vorkommen mit mittleren Gehalten an Kupfer und Zink. Ihre linsenförmigen, massiven Pyritkörper sind an ophiolitgebundene Basalte gekoppelt. Darunter liegen kupferreiche Quarz-Sulfid-Adern.

Lagerstätten des Kuroko Typs treten in felsischen bis intermediären Vulkaniten auf. Im Vergleich zum Zypern Typ weisen Kuroko-Lagerstätten höhere Gehalte an Zink, Blei, Silber und Antimon auf, was die Zusammensetzung der vulkanischen Gesteine widerspiegelt. Auch Kuroko-Lagerstätten werden häufig einer Zone kupferreicher Adern unterlagert und weisen mit zunehmender horizontaler und vertikaler Distanz vom Zentrum eine deutliche Zonierung auf (Abfolge vom Zentrum ausgehend: Zink-, Blei-, Silber-Anreicherung).

Die Lagerstätten des Besshi Typs kommen in vulkano-sedimentären Abfolgen vor. Sie sind häufig in Turbiditen zu finden, die von basaltischen Sills intrudiert wurden. Die kupferreichen Vorkommen mit großflächiger lateraler Ausdehnung formen oft dünne Decken von Pyrrhotin und/oder pyritreichen Massivsulfiden.

Auf diese drei genannten Kategorien wird im Folgenden detailliert eingegangen.

Detaillierte Beschreibungen der hier beschriebenen Lagerstättentypen finden sich bei Cox & SINGER (1986) in den Modellen 24a („Descriptive Model of Cyprus Massive Sulfide“), 24b („Descriptive Model of Besshi Massive Sulfide“) und 28a („Descriptive Model of Kuroko Massive Sulfide“). Nach der Klassifikation von Cox & SINGER (1986) werden die VHMS-Lagerstätten des Besshi und des Zypern Typs der Gruppe der an marine mafische Extrusivgesteine gebundene Vorkommen zugeordnet. Die Lagerstätten des Kuroko-Typs werden der Gruppe der an marine felsische bis intermediäre Extrusivgesteine gebundene Vorkommen zugeordnet.

Zypern Typ

In Lagerstätten diesen Typs treten vor allem massiver Pyrit, Chalkopyrit und Sphalerit in Pillow Laven auf. Dunit, Harzburgit, Gabbro, Basalt sowie feinkörnige Metasedimente (Phyllit, Kieselschiefer) stellen die Ausgangsgesteine der in ihrem überwiegenden Anteil aus dem Ordovizium und der Kreide stammenden Lagerstätten. Die Entstehung dieser

Vorkommen ist an submarine heiße Quellen in ozeanischen Spreizungszonen oder Back Arc-Bereichen gebunden.

Die vorherrschende Mineralparagenese in den Massivsulfiden (> 60% Sulfide) ist Pyrit + Chalkopyrit + Sphalerit ± Markasit ± Pyrrhotin. In den darunter liegenden Stockwerkvererzungen herrschen Pyrit + Pyrrhotin und untergeordnet Chalkopyrit und Sphalerit vor. Co, Au und Ag können als Komponenten in geringer Konzentration auftreten.

Die Erzkörper werden hauptsächlich lithologisch durch die Pillow Basalte und mafische vulkanische Breccien kontrolliert und befinden sich nur selten an Störungen.

Detaillierte Beschreibungen des hier beschriebenen Lagerstättentyps finden sich bei Cox & SINGER (1986) in dem Modell 24a („Descriptive Model of Porphyry Cyprus Massive Sulfide“). Nach der Klassifikation von Cox & SINGER (1986) werden die Lagerstätten des Zypern Typs der Gruppe der an marine mafische Extrusiva gebundene Vorkommen zugeordnet.

Besshi Typ

Bei den vererzten Bereichen handelt es sich um geringmächtige, schichtige, laminierte Körper aus Pyrit, Pyrrhotin und Chalkopyrit in terrigenen klastischen Sedimenten und mafischen Tuffen. Lokal kommen auch Schwarz- und Kieselschiefer vor.

Lagerstätten sind, außer aus laminierten Sedimenten, ebenfalls aus stark deformierten metamorphen Einheiten bekannt. Die meisten Vorkommen diesen Typs stammen aus dem Paläozoikum und dem Mesozoikum.

Nach Cox & SINGER (1986) wird das Bildungsmilieu der Besshi-Lagerstätten kontrovers diskutiert. Möglicherweise wurden sie an submarinen, mit basaltischem Vulkanismus assoziierten heißen Quellen gebildet. Die Erze sind in permeablen Sedimenten und brecciierten Vulkaniten in anoxischen marinen Becken zu finden. Auch über die tektonische Umgebung besteht Unklarheit, wahrscheinlich ist aber eine Bildung im Bereich von Inselbögen oder Back Arc-Becken. Allerdings wird auch eine Bildung in Dehnungszonen, die kontinentale Sedimente an Kontinentalhängen unterlagern, diskutiert.

Als Erzminerale treten neben Pyrit, Pyrrhotin und Chalkopyrit auch Sphalerit ± Magnetit ± Galenit ± Bornit ± Tetraedrit ± Cobaltit ± Molybdenit auf. Im Allgemeinen ist das Erz feinkörig, massiv oder fein laminiert. Vererzte Bereiche treten auch in Breccien und Adern auf.

Kuroko Typ

Bei den Lagerstätten des Kuroko Typs handelt es sich um Kupfer und Zink führende Massivsulfid-Lagerstätten in marinen Vulkaniten felsischer bis intermediärer Zusammensetzung. Marine Rhyolithe, Dacit und untergeordnet auch Basalt, assoziiert mit Sedimenten (Tonstein, Schiefer), die reich an organischem Material sind, sind die vorherrschenden Gesteine. Kuroko-Lagerstätten sind aus dem Archaikum bis Känozoikum bekannt. Sie bildeten sich wahrscheinlich in anoxischem Milieu an heißen Quellen, die an marinen Vulkanismus gebunden sind. Als ihre tektonische Umgebung sind Inselbögen, Bereiche mit lokaler Dehnungstektonik sowie archaische Grünsteingürtel zu nennen.

In der Erzmineralogie müssen drei Zonen innerhalb der Lagerstätten unterschieden werden. In der hangenden Massiverzzone liegt Pyrit + Sphalerit + Chalkopyrit ± Pyrrhotin ± Galenit ± Baryt ± Tetrahedrit ± Bornit vor. In der liegenden Massiverzzone treten Pyrit + Chalkopyrit ± Sphalerit ± Pyrrhotin ± Magnetit auf. In der im Liegenden folgenden Zone der Stockwerkvererzung, die jedoch nicht immer ausgebildet ist, sind neben Pyrit und Chalkopyrit auch Au und Ag zu finden.

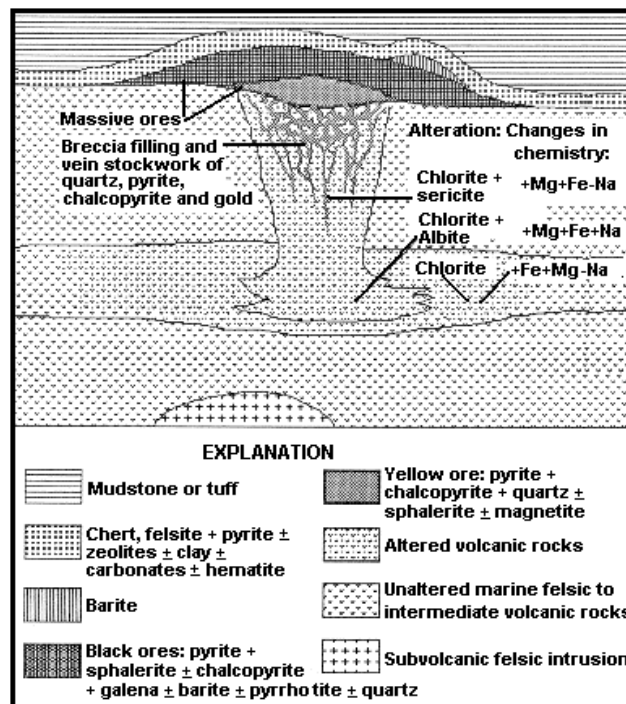


Abbildung 10: Schematisches Profil einer Kuroko-Lagerstätte (FRANKLIN ET AL., 1981)

3.2.4 Stratiform sedimentgebundene Kupferlagerstätten

Detaillierte Beschreibungen der stratiform sedimentgebundenen Lagerstätten finden sich bei Cox & SINGER (1986) in den Modellen 30b („Descriptive Model of Sediment-hosted Cu“), 29b („Descriptive Model of Olympic Dam Cu-U-Au“) und 32c („Descriptive Model of Kipushi Cu-Pb-Zn“).

Nach der Klassifikation von Cox & SINGER (1986) werden die sedimentgebundenen Lagerstätten sowie der Olympic Dam Typ der Gruppe der an klastische Sedimente gebundene Vorkommen zugeordnet. Die Lagerstätten des Kipushi Typs werden der Gruppe der an karbonatische Gesteine gebundene Vorkommen zugeordnet.

Bei den sedimentgebundenen Kupferlagerstätten handelt es sich um stratiforme Vorkommen in reduzierten Bereichen kontinentaler Sedimente wie Schiefer, Silt- und Sandsteine. Weitere auftretende Gesteine können feinlaminierte Karbonate oder siltige Dolomite und Konglomerate sein. In diesen Gesteinen treten sedimentäre Strukturen wie z.B. Rippelmarken oder Trockenrisse auf. Die Gesteine dieser hauptsächlich aus dem mittleren Proterozoikum, dem Perm und dem frühen Mesozoikum bekannten Lagerstätten wurden in flachmarinen Becken in subtropischen Klimaten an passiven Kontinentalrändern oder in intrakontinentalen Riftzonen abgelagert. Mit sedimentgebundenen Lagerstätten können z. B. Halit-, Gips- oder Anhydritvorkommen assoziiert sein sowie auch Uran führende Sandsteine.

Als Mineralparagenese herrschen Chalkokit und andere Cu_2S -Minerale zusammen mit Pyrit \pm Bornit \pm Silber vor. In randlichen Bereichen der Lagerstätten können Galenit und Sphalerit auftreten. Die Erzminerale sind im Allgemeinen disseminiert und an bestimmte stratigraphische Horizonte gebunden.

Beispiele für diesen Lagerstättentyp stellen die Kupfervorkommen des polnischen Kupferschiefers und des sambischen Kupfergürtels dar.

Lagerstätten des Kipushi Typs sind gekennzeichnet durch massive Buntmetallsulfide und As-Sulfosalze in dolomitischen Breccien mit geringeren Konzentrationen Co, Ge, Ga, U und V. Das Hauptbildungsalter dieser Lagerstätten ist unbekannt. In afrikanischen Lagerstätten sind die Ausgangsgesteine jedoch proterozoisch, in Alaska devonisch und im Utah aus dem Pennsylvanian. Bei der Bildung der Lagerstätten ist ein hoher Fluidfluss entlang von Störungs- oder Karstbreccien zugegen. Kontinentale Plattformen und Schelfgebiete bilden die tektonische Umgebung der Kipushi-Lagerstätten.

Diagenetischer Pyrit oder andere Schwefelquellen wirken als Präzipitanten für die Buntmetalle in Zonen hoher Permeabilität und hohen Fluidflusses.

Die Erzminerale variieren in den einzelnen Lagerstätten diesen Typs und wird hier deshalb nicht näher erläutert.

3.2.4.1 Ernest Henry-Typ

Olympic Dam

In der mittelproterozoischen Lagerstätte Olympic Dam-Typ kommen die Hämatit, Bornit und andere Minerale in sedimentären störungsgebundenen Breccien, die Gräben auf granitischem Basement verfüllen, vor.

Schichtgebundener Hämatit + Bornit + Chalkopyrit sowie transgressiver Hämatit + Chalkokit + Bornit mit Flourit, Baryt, Cobaltit, Ag bilden die Haupterzmineralparagenese. Die Erzminerale befinden sich in der Breccienmatrix oder in Adern.

3.2.5 Supergene Alteration

Bei der supergenen Alteration sulfidischer Erze werden oberflächennahe Sulfidminerale durch absinkendes Niederschlagswasser und die Bodenluft oxidiert. Es entstehen saure Lösungen, die weitere Minerale lösen. Nach EVANS (1993) entsteht in pyritreichen Kupfererzen Limonit und Schwefelsäure.

Cu, Zn und Ag werden gelöst und nach unten transportiert, während das kaum lösliche Eisenhydroxid nahe der Oberfläche verbleibt und dort einen sogenannten Eisernen Hut bildet. Diese obere oxidierte und ausgelaugte Zone eines Sulfiderzkörpers wird als Oxidationszone bezeichnet. Knapp über dem Grundwasserspiegel werden Karbonate und Oxide wie z. B. Malachit und Azurit ausgefällt. Der überwiegende Teil der Metalle bleibt allerdings zunächst in Lösung und wird dann unter reduzierenden Bedingungen des Grundwassers ausgefällt. Primäre Sulfide werden von sekundären Sulfiden verdrängt. Einige Lagerstätten sind erst durch diese sekundäre Anreicherung in der sogenannten Zementationszone bauwürdig.

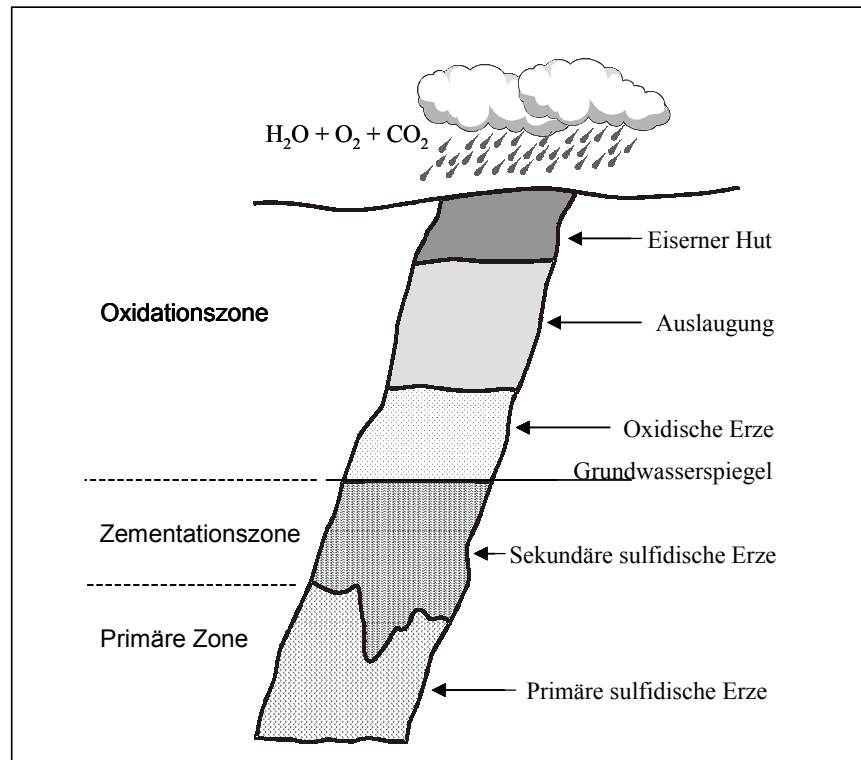


Abbildung 11: Schematisches Profil einer Sulfidlagerstätte mit supergener Alteration (BATEMAN, 1950).

3.3 Geographische Verteilung der Kupferlagerstätten

Porphyrische Kupferlagerstätten sind vor allem in känozoischen und mesozoischen orogenen Gürteln im Bereich von Inselbögen und aktiven Plattenrändern zu finden. Ausnahmen bilden die Lagerstätten der ehemaligen Sowjetunion und der Appalachen. Sie sind dem Paläozoikum zuzurechnen. Zahlreiche porphyrische Lagerstätten befinden sich in den Anden Südamerikas. Unter ihnen sind die Lagerstättengiganten El Teniente, Chuquibambilla und La Escondida in Chile. Große porphyrische Cu-Lagerstätten werden auch im Westen der USA abgebaut (z.B. Morenci, Bingham). Zu den an die Inselbögen des südwestlichen Pazifiks gebundenen Porphyre gehören z.B. die Lagerstätten Grasberg/Ertsberg in Indonesien und Ok Tedi in Papua Neuguinea.

Lagerstättenprovinzen mit stratiform sedimentgebundenen Lagerstätten sind der polnische Kupferschiefer mit den Minen Rudna, Lubin und Polkowice-Sieroszowice sowie der sambische Kupfergürtel (größte Minen: Nchanga, Mufulira, Konkola). Weitere Beispiele stratiform sedimentgebundener Kupferlagerstätten sind Chino in den USA und Dzhezkazgan in Kasachstan.

Die Lagerstätten des Iberischen Pyritgürtels mit Neves Corvo (Portugal) als größte Lagerstätte sind den VHMS-Lagerstätten zuzuordnen. Weitere VHMS-Lagerstätten liegen auf dem Kanadischen Schild (z.B. die Lagerstätte Kidd Creek). Bedeutende magmatische Lagerstätten bzw. Lagerstätten anderen Typs sind Norilsk (Russland) und Sudbury (Kanada).

3.4 Der Abbau

Die Auswahl eines Abbaufahrens zur bergmännischen Hereingewinnung einer Lagerstätte spiegelt neben wirtschaftlichen Gesichtspunkten vor allem Aspekte der Geologie der Lagerstätte wider. Faktoren wie Geometrie, Teufe, Mächtigkeit und Einfallen des Erzkörpers, aber auch die Festigkeit des Erzes und des Nebengesteins spielen dabei eine Rolle. Auch die Spannungsverteilung im Gebirge und die hydrologische Situation gilt es in die Wahl des Abbaufahrens einzubeziehen. Weiterhin sind auch die vorgegebenen Grenzen der Abbau- und Gewinnungsverluste sowie für die Verdünnung des Rohaufwerkes von Bedeutung.

Weitere Faktoren, welche die Wahl des Abbaufahrens beeinflussen können, sind die Verfügbarkeit von Versatzmaterial, zu erwartende Bergschäden, einzusetzende Betriebsmittel, die Energieversorgung sowie rechtliche Rahmenbedingungen. Von zunehmender Bedeutung bei der Entscheidung, ob im Tagebau oder Tiefbau abgebaut wird, sind auch ökologische und soziale Fragestellungen.

Einen Überblick über verschiedene Abbaumethoden gibt REUTHER (1989), worauf sich auch im Wesentlichen nachfolgende Beschreibung der im Kupferbergbau angewandten Abbaufahren bezieht.

Firstenstossbau ("Cut-and-Fill Stoping")

Diese Methode wird vor allem in steil einfallenden Erzkörpern angewandt, die eine gute Stabilität und eine relativ hohe Mineralisation aufweisen. Da diese Methode einen selektiven Abbau (Hereingewinnen von hochgradigem Erz, Stehenlassen von niedriggradigem Erz) erlaubt, dient sie zum Abbau unregelmäßig geformter Erzkörper mit ungleichmäßiger Verteilung der Mineralisation. Gegenüber anderen Abbaufahren (z. B. Weitungsbau) erlaubt der Firstenstossbau eher eine komplette Hereingewinnung des Erzkörpers.

Beim Firstenstossbau wird der Erzkörper in seiner ganzen Mächtigkeit unterfahren und in horizontaler Ebene hereingewonnen. Der Abbau schreitet nach oben fort. Der Abstand

zwischen den Sohlen ist möglichst groß, da Erzscheben mit diesem Abbaufahren nicht hereingewonnen werden können.

Der Firstenstossbau ist fast immer ein Versatzbau. Das Versatzgut wird in die ausgearzten Bereiche eingebracht und stellt die Arbeitsoberfläche.

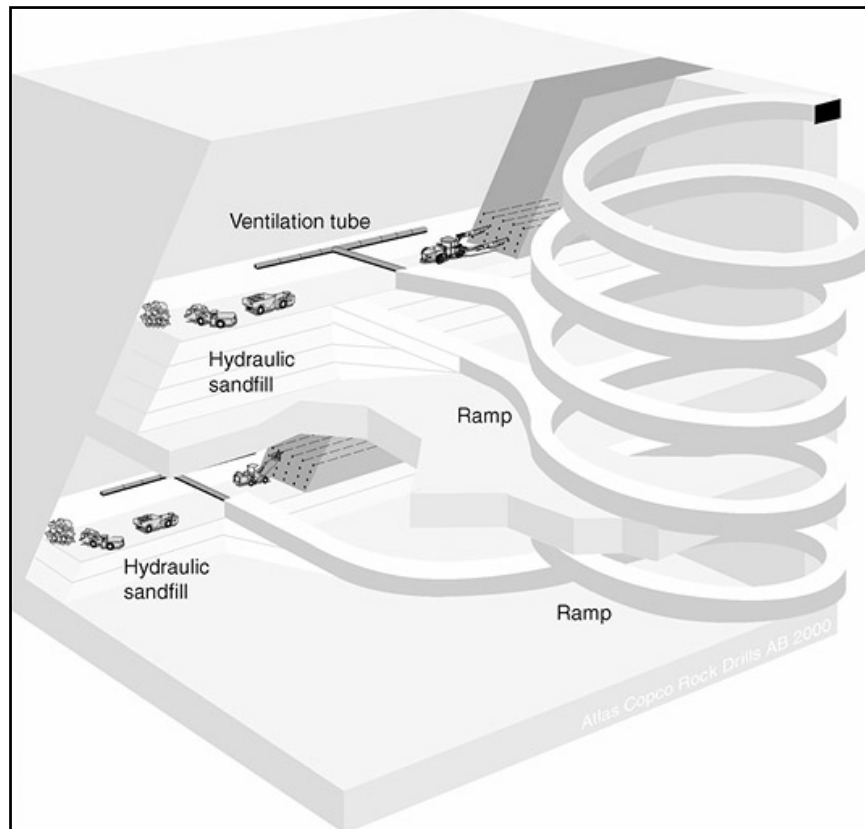


Abbildung 12: Prinzip des Firstenstossbaus mit Versatz (hier „Hydraulic Sandfill“). Die blauen Bereiche stellen den Erzkörper dar. (<http://img01.atlascopco.com/lowres/jpeg/202542.pcd.jpg>, 2003)

Magazinbau

Der Magazinbau ist eine Sonderform des Firstenstossbaus (REUTHER, 1989) und wird im Kupferbergbau nur bei kleineren Betrieben mit Erzförderleistungen zwischen 0,3 Mt/a und 4,2 Mt/a (RUHRBERG, 2003) angewandt. Das hereingesprengte Haufwerk verbleibt im abgebauten Raum und dient hier als Arbeitsebene für den weiteren Verhieb. Da das Haufwerk mehr Raum einnimmt als das Anstehende, muss während des Abbaus immer so viel Gut abgezogen werden, dass ein genügend großer Arbeitsraum erhalten bleibt. Um eine gleichmäßige Absenkung des Haufwerkspiegels zu garantieren, muss es überall mit Trichtern unterfahren sein.

Der Vorteil des Magazinbaus liegt vor allem in seiner guten Effektivität bei vergleichsweise geringem Mechanisierungsgrad. Als Nachteil ist jedoch anzuführen, dass verkaufsfähiges Material auf längere Zeit unter Tage gebunden ist.

Strossenstossbau

Der Strossenstossbau ist ein abwärtsgerichtetes Abbauverfahren, bei dem der in die entstandenen Hohlräume eingebrachte Versatz die Firste des als nächstes abzubauenen Stossen bildet. Als Versatz findet oft ein Zement-Sand-Wasser-Gemisch Verwendung.

Dieses Verfahren wird vor allem bei wenig standfestem Nebengestein angewandt und um zunächst stehengelassene Festen und Schweben hereinzugewinnen. Da der Strossenstossbau an die Gegebenheiten der Lagerstätte angepasst werden kann, ist in der Regel ein hohes Ausbringen zu erwarten (REUTHER, 1989). Allerdings ist dieses Verfahren mit hohen Kosten verbunden.

Örterbau

Bei diesem Verfahren bleiben einzelne Lagerstättenteile als Festen stehen, die das Dach stützen. Die Festen begrenzen breite Strecken, die sogenannten Örter, in denen die Gewinnung stattfindet. Die Höhe der Örter entspricht meist der Mächtigkeit des Erzkörpers. Das Verfahren des Örterbaus wird in Lagerstätten mit geringem Einfallen und schichtig ausgebildeten Erzkörpern angewendet.

Bei einem Einfallen von 15°-30° und geringer Mächtigkeit (2,5-5 m) wird der Erzkörper stufenweise abwärtsgerichtet abgebaut. Der Örterbau kann auch mit Versatz betrieben werden, wobei der Oberfläche des eingebrachten Versatzes die Arbeitsebene für den Abbau des Hangenden darstellt.

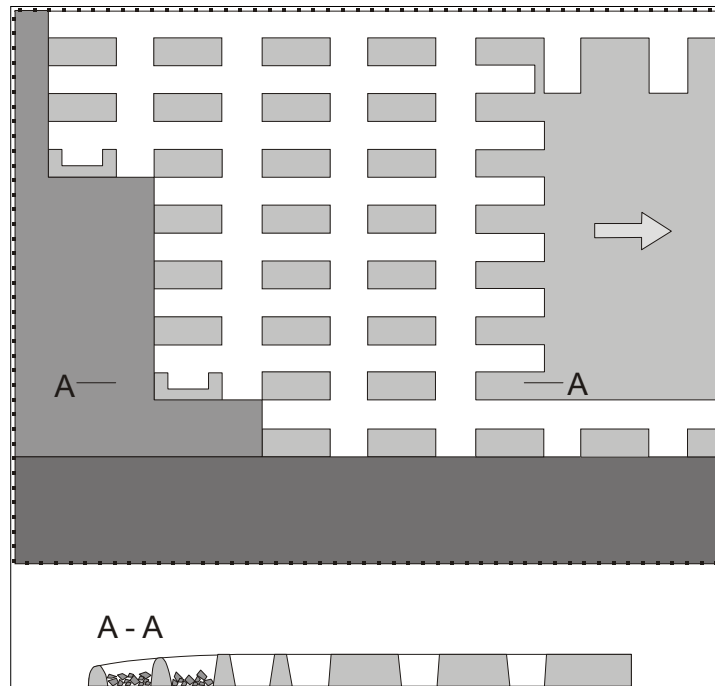


Abbildung 13: Schematische Darstellung des angewandten Abbauverfahrens (Örterbau mit rechteckigen Festen). Der obere Bereich der Abbildung zeigt eine Aufsicht (grauer Pfeil: Fortschreiten der Abbaufront); unten ist ein schematisches Profil dargestellt.

Kammerbau (mit Teilsohlen: „Sublevel Stopping“; als Bruchbau: „Sublevel Caving“; mit Magazinisierung „Shrinkage Stopping“)

Der Kammerbau, der durch das Auffahren großer, regelmäßiger und meist rechteckiger Kammern gekennzeichnet ist, kommt in ausgedehnten Vorkommen mit festem Nebengestein und Erz zum Einsatz. Das Einfallen spielt für die Anwendung keine Rolle. Bei flachem Einfallen der Schichten bilden Hangendes und Liegendes des vererzten Bereiches Firste und Sohle der Kammer, deren Größe von der Festigkeit des Gesteins abhängig ist. Bei steilem Einfallen und großer Lagerstättenmächtigkeit bleiben zwischen den einzelnen Kammern Schweben stehen. Im Allgemeinen ist dieses Abbauverfahren durch eine hohe Abbauleistung bei geringen Gewinnungskosten gekennzeichnet. Ein Nachteil des Verfahrens liegt in den relativ hohen Abbauverlusten. Nach REUTHER (1989) unterscheidet sich der Kammerbau nur durch die größere Abmessung des in Angriff genommenen Gewinnungsstoßes vom Örterbau. Auch ist der Örterbau meist ein Festenbau. Das planmäßige Zubruchwerfen des Daches oder das Einbringen von Versatz stellen, anders als beim Kammerbau, Ausnahmen dar. Im Gegensatz zum Weitungsbau weist der Kammerbau eine regelmäßiger Form des Abbauraumes auf.

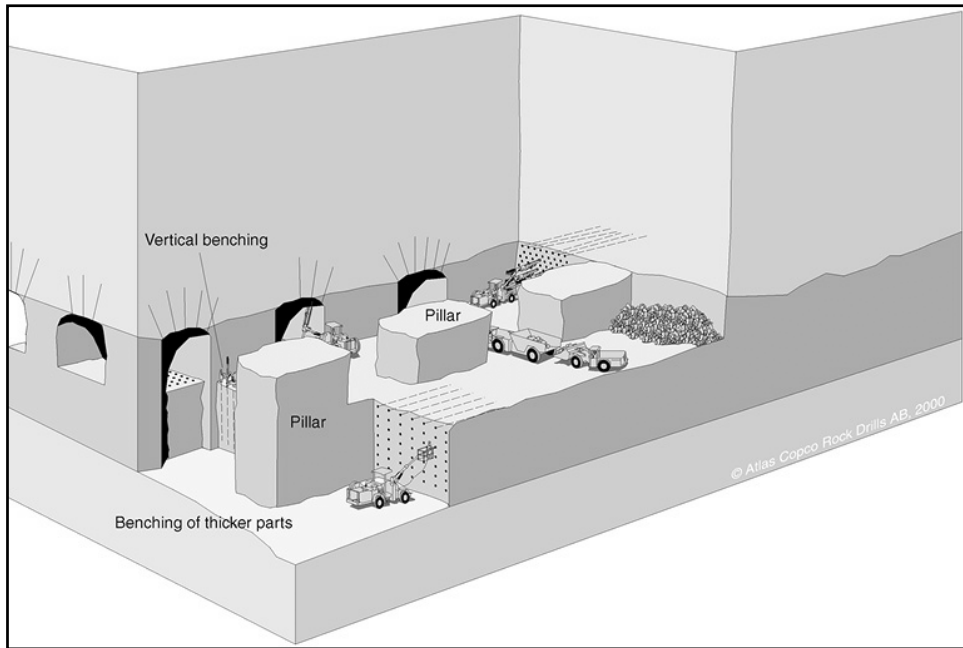


Abbildung 14: Prinzip des Kammerbaus. Die blauen Bereiche stellen den Erzkörper dar. (<http://img01.atlascopco.com/lowres/jpeg/202534.pcd.jpg>, 2003)

Weitungsbau

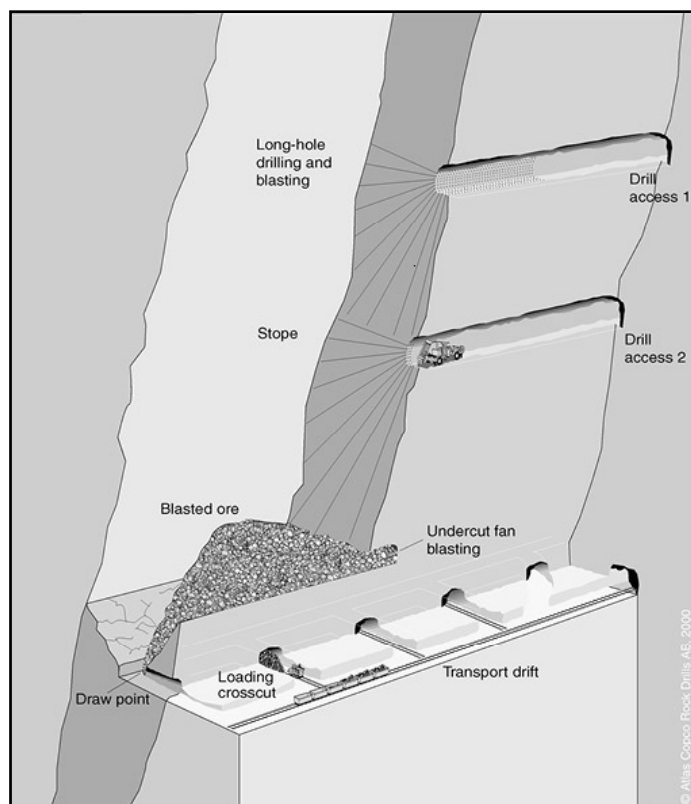


Abbildung 15: Prinzip des Weitungsbaus. Die blauen Bereiche stellen den Erzkörper dar. (<http://img01.atlascopco.com/lowres/jpeg/202540.pcd.jpg>, 2003)

Der Weitungsbau ist ein Abbauverfahren mit kammerartiger Bauweise bei dem der Abbauraum von Teilstrecken aus hergestellt wird. In der eher unregelmäßig geformten Weitung wird das Erz vom Rand hereingesprengt. Das Abbauverfahren, welches mit oder ohne Versatz geführt werden kann, setzt eine relativ gute Standfestigkeit des Gesteins voraus und kommt vornehmlich in Lagerstätten mit steilem Einfallen zur Anwendung.

Blockbruchbau

Das Verfahren des Blockbruchbaus findet in Lagerstätten mit nur mäßig festen Gesteinsmaterial Anwendung. Zunächst werden Blöcke von einer Größe zwischen einigen 100.000 und mehreren Millionen m³ Rauminhalt an seinen lotrechten Begrenzungsflächen aus dem Gesteinsverband gelöst und dann auf ihrer gesamten Länge unterschritten (REUTHER, 1989). Das anstehende Erz bricht sich infolge der Schwerkraft von selbst herein. Dieses Haufwerk wird durch Trichter, die den gesamten Block unterlegen, abgezogen.

Der Blockbruchbau stellt ein kostengünstiges Abbauverfahren dar.

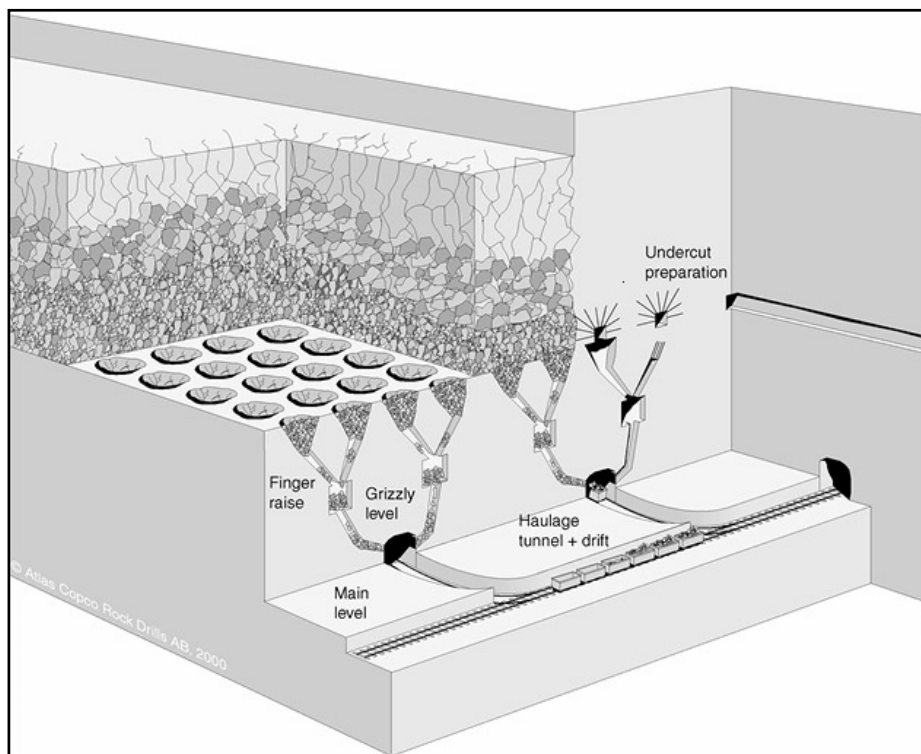


Abbildung 16: Das Prinzip des Blockbruchbaus. Die vererzten Partien sind in blau dargestellt. (<http://img01.atlascopco.com/lowres/jpeg/202546.pcd.jpg>, 2003)

Teilsohlenbruchbau

Der Teilsohlenbruchbau ist ein abwärts geführter Bruchbau, wobei die einzelnen Teilsohlen des Alten Mannes nachbrechen. Bei ausreichender Mächtigkeit des Erzkörpers findet der Abbau auf mehreren Teilsohlen gleichzeitig statt. Ist diese Voraussetzung nicht gegeben, muss auf den einzelnen Teilsohlen nacheinander abgebaut werden.

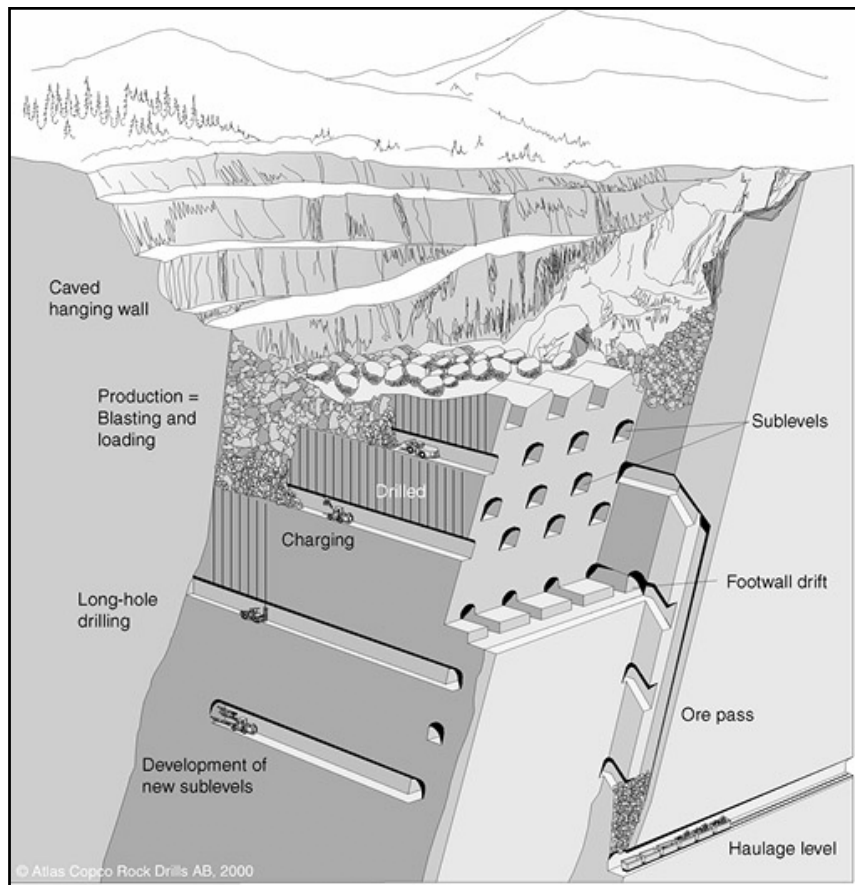


Abbildung 17: Prinzip des Teilsohlenbruchbaus. Die blauen Bereiche stellen den Erzkörper dar. (<http://img01.atlascopco.com/lowres/jpeg/202545.pcd.jpg>, 2003)

Tagebau

Im Tagebau werden oberflächennahe Lagerstätten abgebaut. Ausmaß und Form des Tagebaus werden von Geometrie und Einfallen des Erzkörpers bestimmt, wie auch vom zu erwartenden Abraum/Erz-Verhältnis, von den am Standort vorherrschenden klimatischen Bedingungen und der einzusetzenden technischen Ausrüstung. Für Kupferlagerstätten stellt der übertägige Abbau nach der Teufe im Strossenbau das wichtigste Verfahren dar.

Um auch tiefer gelegene Partien der Lagerstätte abbauen zu können, kann eine Fortführung des Abbaus unter Tage notwendig werden.

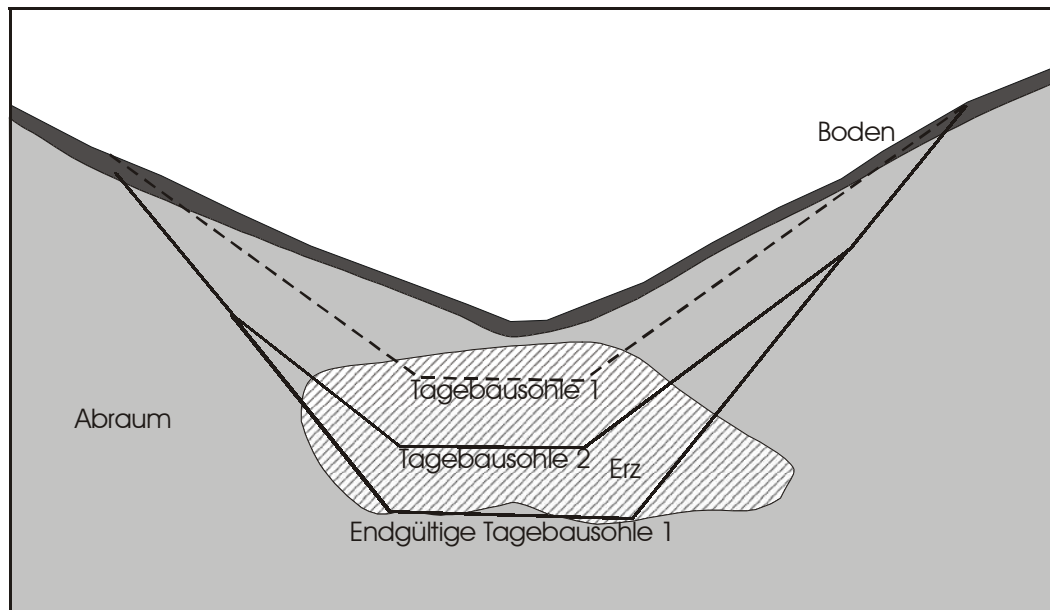


Abbildung 18: Schematische Darstellung eines Tagebaus (U.S. Forest Service, <http://imcg.wr.usgs.gov/usbmak/anat0.html>, 2003)

In-Situ Laugung

Die In-Situ Laugung (ISL) stellt eine Alternative zu den oben genannten Abbauverfahren dar. Die Vorteile dieser Methode besteht darin, dass auch Lagerstätten mit geringem Erzgehalt und komplexer Mineralogie hereingewonnen werden können und bei der In-Situ Laugung keine Massenabfälle anfallen. Allerdings kann eine mögliche Verunreinigung umliegender Aquifere nicht ausgeschlossen werden.

Bei dieser Art der Laugung wird der Erzkörper durch Bohrlöcher erschlossen, über die verdünnte Schwefelsäure zur Lösung der Wertminerale eingeleitet wird. Die kupferhaltige Sulfatlösung wird anschließend über Transportbohrlöcher abgezogen und der Hydrometallurgie zugeführt.

3.5 Aufbereitung

Im Anschluss an die bergmännische Gewinnung wird das hereingewonnene Erz im nächsten Schritt aufbereitet. Generell werden bei Kupfererzen das Flotationsverfahren oder das Laugungsverfahren angewandt. Bevor das Erz diesen Verfahren zugeführt wird, ist eine Zerkleinerung des Erzes notwendig.

Welches der genannten Verfahren angewendet wird, wird in erster Linie durch die Zusammensetzung des Erzes bestimmt.

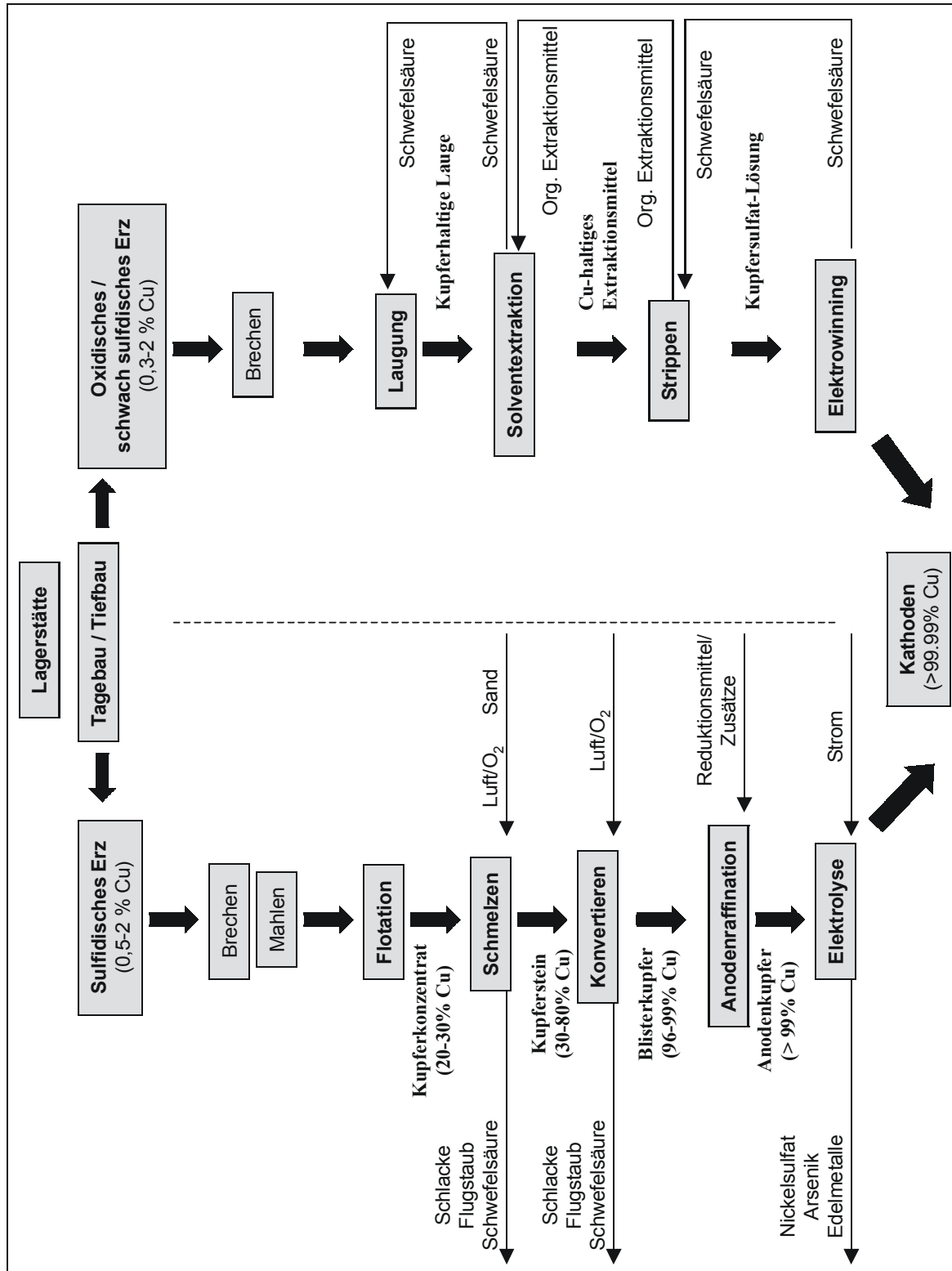


Abbildung 19: Flussdiagramm der primären Kupfergewinnung (METALLGESELLSCHAFT „Welt der Metalle – Kupfer“, 1993)

Das Roherz wird zunächst gebrochen und gemahlen, um die einzelnen Erzminerale aufzuschliessen. Das ist notwendig, da die Erzminerale sowohl miteinander als auch mit den Mineralen des Nebengesteins verwachsen sind. Im Anschluss an das Brechen erfolgt die

Trennung von Gangart- und Erzmineralen. Dieses erfolgt bei sulfidischen Kupfererzen in der Regel im Flotationsverfahren, in dem die Minerale aufgrund ihrer unterschiedlichen Oberflächeneigenschaften voneinander getrennt werden. Die hydrophoben sulfidischen Erzminerale lagern sich an Luftblasen an und gelangen mit diesen an die Oberfläche der Trübe und können dort abgeschöpft werden. Hydrophile Minerale verbleiben in der Trübe. Durch chemische Zusätze können gezielt bestimmte Minerale in der Flotation abgeschöpft werden. Das Flotationsverfahren umfasst in der Regel mehrere Stufen, um das Ausbringen zu erhöhen. Einer Vorflotation, in der ein Vorkonzentrat hergestellt wird, schließen sich eine eventuelle Nachmahlung sowie mehrere Nachreinigungsstufen an. Abschließend wird das Kupferkonzentrat eingedickt und entwässert. Der Cu-Gehalt des verkaufsfähigen Konzentrats beträgt ca. 20-30% Cu und ist abhängig von der Mineralogie des Erzes sowie von der Effizienz des Aufbereitungsprozesses.

Oxidische und schwach sulfidische Erze werden meist gelaugt. Für dieses Verfahren wird das Erz in Brechern vorzerkleinert, aber nicht aufgemahlen. Anschließend wird das Material aufgehaldet und mit Schwefelsäure, die das Kupfer aus dem Gestein löst, versetzt. Die Laugung kann auch in speziellen Tanks oder In Situ erfolgen. Die kupferhaltige Lauge wird anschließend der Solventextraktion zugeführt.

Während in der Flotation neben Cu auch weitere Wertminerale (z.B. Au) gewonnen werden können, ist dieses im Laugungsverfahren nicht möglich.

3.6 Verhüttung

Das in der Aufbereitung gewonnene Konzentrat wird im pyrometallurgischen Verfahren zu Kupferstein (40-75% Cu) weiterverarbeitet. Das Konzentrat wird unter Zugabe von Schlackebildnern (hauptsächlich SiO_2) oxidierend geschmolzen. Aus stark schwefelhaltigen Konzentraten kann dabei ein großer Anteil der notwendigen Energie aus der Oxidation des Schwefels zu SO_2 und des Eisens zu Fayalith-Schlacke gewonnen werden.

Im anschließenden Konverterprozess wird zunächst aus dem Kupferstein relativ reines Cu_2S hergestellt. Anschließend wird dieses zu Blisterkupfer verblasen. Der Konverterprozess dient weiterhin zur Entfernung von Verunreinigungen wie Pb, Zn, Ni, As, Wi durch Verschlackung oder Verflüchtigung. Im Anodenofen wird der Sauerstoffgehalt im Blisterkupfer reduziert. Als letzter Schritt folgt die Elektrolyse, in der im schwefelsauren Elektrolyten Cu an der Anode in Lösung geht, während sich Edelmetalle und unlösliche Verbindungen wie Bleisulfat und Selenide im Anodenschlamm anreichern. An der Kathode scheidet sich reines Cu ab.

Das beschriebene Prinzip der Pyrometallurgie gilt für alle heute angewandten Techniken. In den einzelnen Prozessschritten kommen jedoch verschiedene Techniken zur Anwendung. So werden bei den Schmelzverfahren Flammofen, Outokumpu Schwebeschmelzen, Inco und Mitsubishi unterschieden. Diese Verfahren unterscheiden sich z.B. in ihrem Energiebedarf, Sauerstoffeinsatz, der Abgasmenge oder SO_2 -Konzentration. Als technologische Neuerung in der Raffinationselektrolyse ist der ISA-Prozess zu nennen. Als Triebfeder technischen Fortschritts spielen sowohl ökonomische (z.B. Optimierung der Produktivität) wie auch ökologische Aspekte (z.B. Einsparung von Energie, Umweltschutz) eine Rolle.

Im Gegensatz zu den Kupferkonzentraten werden die kupferhaltigen Laugen, die aus dem Laugungsverfahren resultieren, im hydrometallurgischen Verfahren weiterverarbeitet. Durch die Solventextraktion und die anschließende Elektrowinning-Methode entsteht ein Kupferprodukt, dessen Reinheitsgrad mit dem des in der Hütte gewonnenen Kupfers verglichen werden kann.

4 Die globale Kupferproduktion und zukünftige Rohstoffverfügbarkeit

Daten zur jährlichen globalen Kupferproduktion finden sich z.B. in den Berichten des USGS (Mineral Commodity Summaries, 2002) und der Metallstatistik der METALLGESELLSCHAFT (1998). Einen Überblick über die historische Entwicklung der primären und sekundären Kupferproduktion der USA geben KELLY ET AL. (USGS, 2000).

Laut dem USGS wurden im Jahr 2000 weltweit 13,2 Mt Primärkupfer produziert. Chile war mit 4,6 Mt der größte Kupferproduzent, gefolgt von den USA (1,4 Mt Cu) und Indonesien (1 Mt Cu). Nach Australien, Kanada, China, Russland und Peru liegt Polen als größter europäischer Kupferproduzent mit ca. 450.000 t im Jahr 2000 an weltweit neunter Stelle. Zusammen stellen die in Abbildung 20 aufgeführten Länder 89% der globalen Kupferproduktion im Jahr 2000.

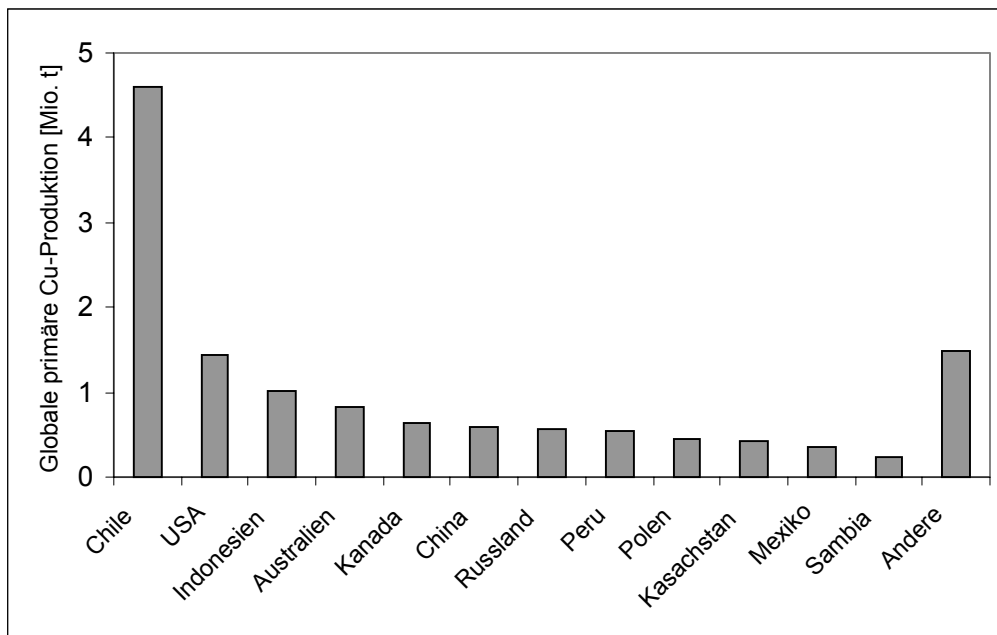


Abbildung 20: Globale Primärkupferproduktion nach Ländern im Jahr 2000 (USGS, 2001)

In der Betrachtung der für das Jahr 2001 erfassten Reserven zeigt sich ein etwas anderes geographisches Verteilungsmuster als für die Produktionsdaten der Länder. Chile weist vor den USA (45 Mt Cu) als weltgrößter Kupferproduzent mit 88 Mt auch die größten Kupferreserven auf. Die drittgrößten Reservenmengen besitzen Russland und Polen (je 20 Mt Cu). Während Australien und Kanada im Vergleich zu den übrigen hier aufgeführten Ländern eine hohe Kupferproduktion aufweisen, besitzen sie eine relativ geringe Reservenmenge. Weltweit bezifferten sich die Reserven auf ca. 340 Mt Kupfer. Die Reservenbasis für das Jahr 2001 wird vom USGS mit weltweit insgesamt 650 Mt Cu angegeben. Eine Berechnung der Ressourcenmenge ergab laut USGS (2001) 1,6 Mrd. t

Kupfer. In diese Menge wurde jedoch der Metallgehalt der kupferhaltigen Tiefseeknollen (700 Mt Cu) nicht einbezogen.

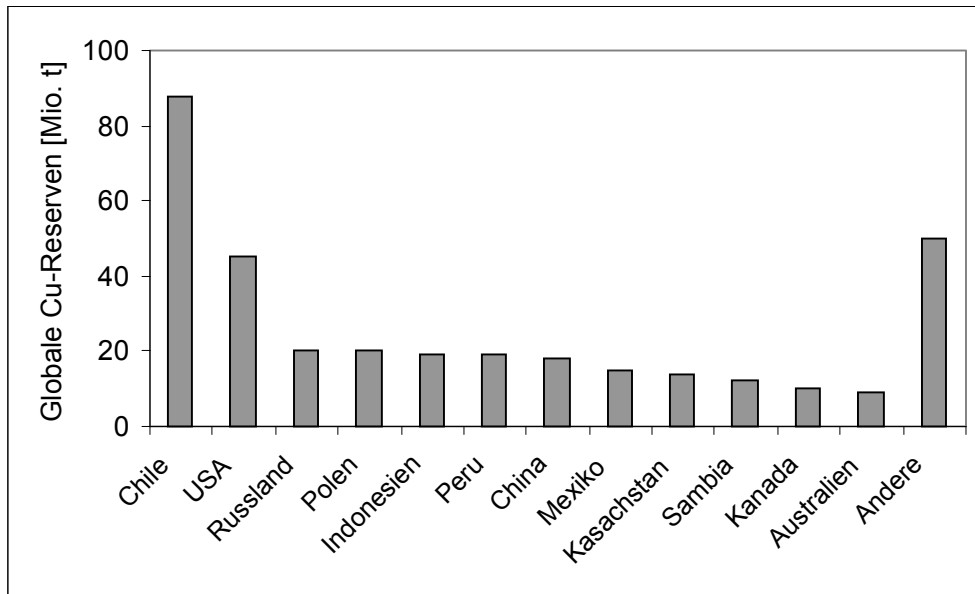


Abbildung 21: Globale Kupferreserven nach Ländern für das Jahr 2001 (USGS, 2001)

Im Verlauf des letzten Jahrhunderts stieg die weltweite Produktion von primärem Kupfer von 0,5 Mt im Jahr 1900 auf 13,2 Mt im Jahr 2000. Wie aus nachstehender Abbildung zu ersehen, stieg die Produktion exponentiell an und ein weiterer Anstieg ist für die Zukunft zu erwarten.

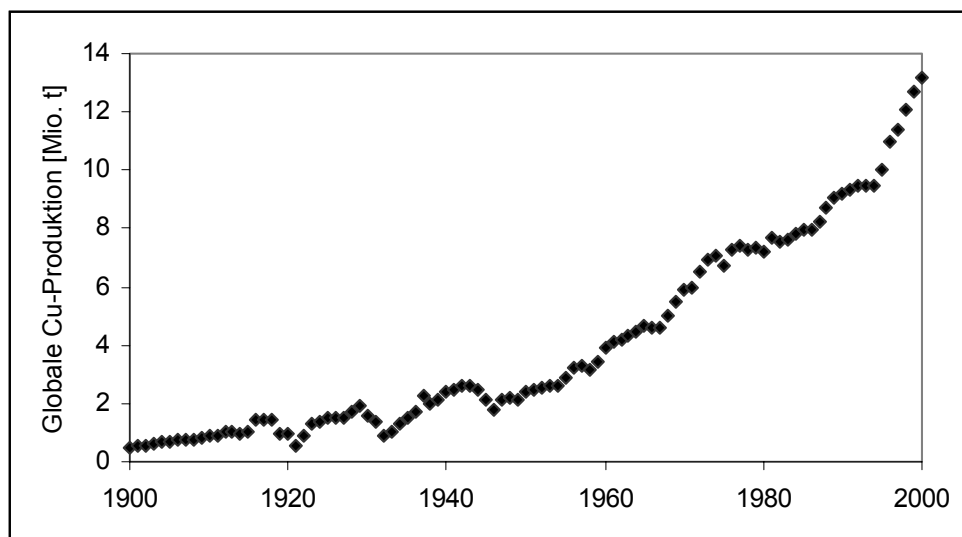


Abbildung 22: Historische Entwicklung der globalen Kupferproduktion im Zeitraum von 1900 bis 2000 (KELLY ET AL., 2000)

Eine zukünftige Nachfragesteigerung wirft Fragen nach der Verfügbarkeit von nicht erneuerbaren Rohstoffen, wie z.B. Kupfererz, auf. Die Reichweite eines Rohstoffes kann durch die statische Lebensdauer (Reservenreichweite) ausgedrückt werden, die jedoch nur eine Momentaufnahme eines dynamischen Systems widerspiegelt (WELLMER, 1998). Die statische Lebensdauer ist der Quotient aus den zur Zeit bekannten Reserven und der aktuellen Produktion. Im Gegensatz zur statischen Lebensdauer wird bei der dynamischen Lebensdauer die Produktion nicht als fixe Größe angenommen, sondern eine angenommene durchschnittliche jährliche Wachstumsrate der Produktion berücksichtigt. Nach WELLMER (1998) betrug die statische Lebensdauer von Cu im Jahr 1995 31 Jahre. Aus den Daten, die in der vorliegenden Arbeit erfasst wurden, ergibt sich eine statische Lebensdauer von 58 Jahren für das Jahr 1998. Einfluss auf die Größe der Lebensdauer kennziffer haben Faktoren wie Preisschwankungen und damit verbundene Änderungen der Bauwürdigkeitsgrenzen und verstärkte bzw. verminderte Explorationstätigkeit. Im Rahmen dieser Schwankungen änderte sich jedoch nach WELLMER (1998) die statische Lebensdauer für Kupfer seit 1955 nicht wesentlich, was bedeutet, dass Neuentdeckungen durch Exploration und Abbau von Lagerstätten sich die Waage halten. Nach GRASSMANN ET AL. (2001) beträgt 1998 global betrachtet die Lebensdauer der Kupferreserven 28 Jahre. Die Reserven Perus besitzen mit 36 Jahren die höchste statische Lebensdauer, während sie in Chile 23 Jahre und in Australien 22 Jahre betragen. Die dynamische Lebensdauer der Reserven liegt bei einer angenommenen jährlichen Produktionssteigerung um 1% nach GRASSMANN (2003) im Durchschnitt ca. vier bis sechs Jahre unter dem Wert der statischen Lebensdauer.

5 Kupferverluste

In der Diskussion um die Anwendung des Konzeptes der Nachhaltigen Entwicklung auf nicht erneuerbare Rohstoffe, werden in erster Linie Aspekte der Umwelteinwirkung durch die Produktion diskutiert sowie Aspekte der intergenerativen Verteilungsgerechtigkeit betrachtet. Diese Themen ergeben sich aus der Definition der Nachhaltigen Entwicklung z.B. durch BRUNDTLAND KOMMISSION (1987). Letztgenannter Themenkomplex beschränkt sich in der Regel jedoch auf Zukunftsszenarien, die auf der zu erwartenden zukünftigen Produktion bzw. der Reservensituation basieren. Unbeachtet bleibt dabei meistens die Menge des tatsächlich aus den in Anspruch genommenen Reserven extrahierten Metalls. Die Forderung nach einer effizienten Nutzung von metallischen Rohstoffen wirft die Frage nach der Ausnutzung von Lagerstätten auf. Metallverluste, die im Zuge der Prozesskette „Lagerstätte - Aufbereitung - Gewinnung“ auftreten, widersprechen dem Ziel der Umwelt- und Ressourcenschonung.

Sowohl in den angewandten Abbaufahren als auch in der Aufbereitung können nicht 100% des Metallinhaltes der Reserve extrahiert werden. So kann z.B. ein Teil des Erzes im Pfeilerbau nicht hereingewonnen werden, wenn es als Pfeiler unter Tage verbleibt. In ähnlicher Weise treten in jedem Abbaufahren Gewinnungsverluste auf.

In der Aufbereitung wird das hereingewonnene Erz konzentriert. Im Fall von Kupfererz geschieht dieses in den meisten Fällen durch den Prozess der Flotation. In diesem Verfahren kann nicht die vollständige Menge des in der aufbereiteten Erzmenge enthaltene Kupfers gewonnen werden. Ein Teil des Erzes verbleibt in den Aufbereitungsabgängen (Tailings). Die in den Tailings enthaltene Metallmenge wird in der vorliegenden Arbeit ebenfalls als Verlustmenge betrachtet, auch wenn eine zukünftige Gewinnung eines Teils des Kupfers durch eine verbesserte Technik nicht auszuschließen ist. Ausschlaggebend für die vorliegende Berechnung ist jedoch, dass eine Gewinnung des Kupfers mit der jeweils genutzten Technik zum heutigen Zeitpunkt unter wirtschaftlichen Gesichtspunkten nicht möglich ist. Gleiches gilt für die durch die Laugung nicht extrahierten Metallmengen.

Vor dem Hintergrund des Konzeptes der Nachhaltigen Entwicklung, besonders im Hinblick auf die intergenerative Verteilungsgerechtigkeit, stellen die Verluste an Kupfer in Abbau und Aufbereitung einen wichtigen Gesichtspunkt dar. Die Frage nach der Ausnutzung einer Lagerstätte und der Effizienz der Metallgewinnung kann wichtige Hinweise auf die zukünftige Rohstoffverfügbarkeit geben. Ein niedriges Metallausbringen zum gegenwärtigen Zeitpunkt fördert letztendlich zukünftige negative Umwelteinwirkungen durch den Bergbau auf Kupfererz, da zusätzliche Lagerstätten in Betrieb genommen werden müssen, um den Verlust zu kompensieren.

VILLAS-BOAS (2002) sieht die auftretenden Metallverluste, neben den weiteren Outputströmen der einzelnen Prozessschritte, als wichtigen Aspekt in der Diskussion um eine Nachhaltige Entwicklung in der Bergbauindustrie. Er weist darauf hin, dass zahlreiche Faktoren Einfluss auf die Höhe der Verluste nehmen. Im Allgemeinen gilt nach VILLAS-BOAS (2002) je niedriger der Gehalt des Wertminerals im Erz ist, desto höher sind die Kosten für das Ausbringen. Weitere Faktoren, die Einfluss auf die Höhe der Verluste haben, sind das Abbauverfahren, die Geometrie des Erzkörpers und die ungleichmäßige Verteilung der Mineralisation im Erzkörper. Eine komplette Hereingewinnung des Erzes und die komplette Extraktion des Wertmetalls kann niemals erreicht werden, auch wenn die 100%-ige Nutzung des Metallinhalts der Reserve als optimal im Sinne der Nachhaltigkeit angesehen wird. Das Ausbringen in der Aufbereitung ist abhängig von dem gewählten Verfahren. Eine Erhöhung des Ausbringens würde immer eine Erhöhung der Betriebskosten zur Folge haben. Als Beispiel führt VILLAS-BOAS (2002) das Ausbringen in der Goldlaugung an.

Durch eine kleinere Partikelgröße kann hier das Ausbringen gesteigert werden, was allerdings auch die Kosten steigen lässt.

Tabelle 4: Ausbringen in der Goldlaugung. (IN: Investmentkosten, OP: Betriebskosten, h: Stunde, W: Woche, ↓: fallend, ↑: steigend)

Partikelgröße	Metallurgisches Ausbringen	Kosten
<0,1 mm	90-95 % (> 20h)	↑IN, ↑OP
<10 mm	70-80 % (3-4 h)	↑IN
>10 mm	40-60 % (3-4 w)	↓IN, ↓OP

In der Literatur sind Analysen der Metallverluste kaum zu finden. Eine Übersicht über die Höhe der Rohstoffverluste gibt die Studie „Stoffmengenflüsse und Energiebedarf bei der Gewinnung ausgewählter mineralischer Rohstoffe“ der Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe (BGR). In der Studie der BGR beziffert KIPPENBERGER (1999) die Mengen an nicht extrahiertem Metall in Abbau, Aufbereitung und Metallurgie in einer globalen Abschätzung für Mangan auf 53%, für Kupfer auf ca. 30%, für Chrom und Phosphat auf ca. 35% und für Aluminium und Eisen auf 13% bzw. 23%. Diese Abschätzung umfasst für die Teilstudie Kupfer jedoch lediglich 71 Gewinnungsstandorte (ca. 75% der Weltkupferproduktion).

KIPPENBERGER (1999) geht davon aus, dass bei der Kupfergewinnung die Verluste im Bergbau 12% betragen. 14,7% des im abgebauten Erz enthaltenen Metalls werden in der Aufbereitung nicht extrahiert. Hier bleiben allerdings die Laugungsverluste unberücksichtigt. Die gesamten in der Metallurgie auftretenden Verluste liegen bei 5,9%, was jedoch die Laugungsverluste mit einschließt. KIPPENBERGER (1999) schätzt, dass 35% der Verluste dem Tiefbau zuzuordnen sind.

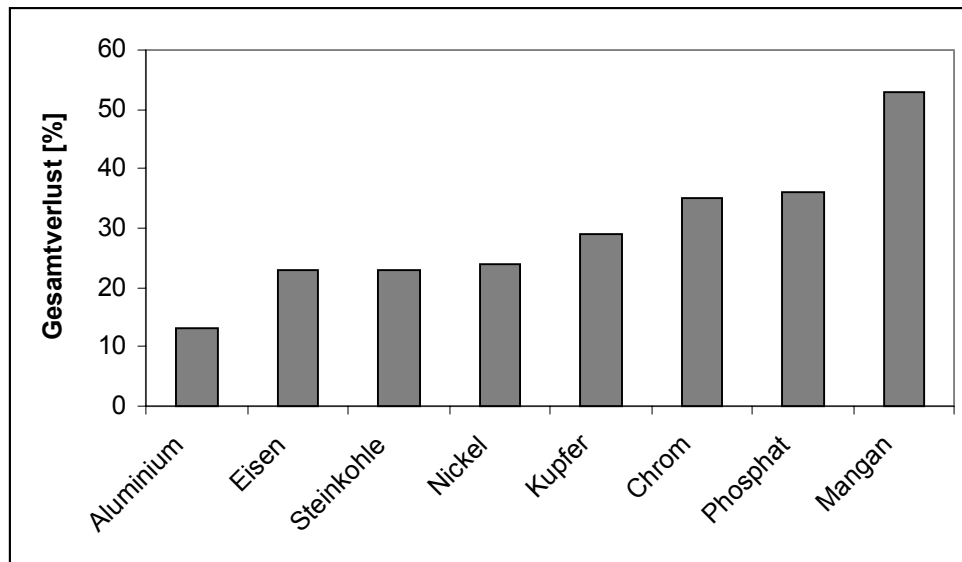


Abbildung 23: Verluste bei der Gewinnung mineralischer Rohstoffe in % der als bauwürdig betrachteten Reserven bzw. der Aufgabemenge (KIPPENBERGER, 1999).

Nach RUHRBERG (2003) liegen die Kupferverluste im Bergbau im Jahr 1998 bei ca. 1 Mt Kupfer. Er beziffert die globalen Kupferverluste, die im Zuge der Flotation und Laugung entstehen, auf 1,9 Mt und 1,2 Mt. RUHRBERG (2003) untersucht an ausgewählten Fallbeispielen die Entwicklung der Kupferverluste bei Umstellung des Abbauverfahrens auf ein untertägiges Abbauverfahren, bei dem Tailings als Versatz eingebracht werden. Er zieht die Ausnutzung einer Lagerstätte als Schlüsselindikator für die Effizienz der Nutzung nicht erneuerbarer metallischer Ressourcen heran.

BERTRAM ET AL. (2002), SPATARI ET AL. (2002) und GRAEDEL ET AL. (2002) beschäftigen sich mit dem europäischen (Länder der EU plus Polen) Kupferzyklus. Die drei Publikationen analysieren den Materialfluss von der Produktion bis hin zum Recycling und zur Deponierung. In der Berechnung des Kupferflusses geben SPATARI ET AL. (2002) den in der Aufbereitung auftretenden Kupferverlust mit 90.000 t Cu für das Jahr 1994 an, was bezogen auf die angegebene Menge des bergmännisch hereingewonnenen Erzes einem Verlust von etwa 13% entspricht. Unberücksichtigt bleiben bei SPATARI ET AL. (2002) die abbaubezogenen Verluste. GRAEDEL ET AL. (2002) weisen darauf hin, dass die in der

Aufbereitung auftretenden Verluste wesentlich vom Technikstand der Aufbereitung abhängen. So nahm der Kupfergehalt in den Abgängen der Flotation von 1900 bis 1990 von 0,75% auf 0,1% ab.

6 Methodische Vorgehensweise

6.1 Datengrundlage

Zur Analyse der Rohstoffverfügbarkeit wurden im Rahmen des SFB 525 am Institut für Mineralogie und Lagerstättenlehre über 800 Standorte der gegenwärtigen und zukünftigen Kupferproduktion in einer Datenbank erfasst.

Zur Ermittlung der Menge an nicht extrahiertem Kupfer im Basisjahr 1998 wurden mehr als 320 Minen analysiert, die sich 1998 im Produktionsstatus befanden und zusammen mehr als 97% der globalen Produktion abdecken. Die Berechnungen wurden auf Basis der in der am IML erstellten Datenbank „Copper Deposits“ erfassten Daten durchgeführt. Die Datenbank wurde auf der Grundlage der Software MS Access® 97 erstellt. Datengrundlage waren kommerzielle Datenbanken und Daten aus Literatur, firmenspezifischen Informationen sowie durch Geländebegehungen gewonnene Informationen. Als Basisjahr für die vorliegenden Analysen wurde im SFB 525 aufgrund der Datenlage das Jahr 1998 gewählt. „Copper Deposits“ enthält den genauen Standort der erfassten Lagerstätten, Informationen zum Betreiber, Produktions- und Reservenzahlen sowie geologische Informationen zu den Lagerstätten. Für eine detaillierte Beschreibung der Datenbank „Copper Deposits“ wird auf GRASSMANN (2003) verwiesen.

6.2 Berechnung der Kupferverluste

Zunächst wurde die Kupferproduktion für das Jahr 1998 analysiert. Die produktionsbezogenen Daten wurden in Beziehung zu den verschiedenen Lagerstättentypen (z.B. Porphyre, Skarne, stratiforme sedimentgebundene Lagerstätten, VHMS-Lagerstätten) gesetzt, um sie später mit den Mengen an Metallverlusten zu vergleichen.

Ausgangspunkt der Berechnungen ist die in jeder produzierenden Mine durch den Abbau in Anspruch genommene Reserve. Aus den charakteristischen Verlusten, die aus den angewandten Abbaufahren resultieren, wird der durch den Abbau bedingte Reservenverlust berechnet. Neben der Tonnage des hereingewonnenen Erzes und Daten zum Abbaufahren geht in die Berechnung der durchschnittliche Kupfergehalt der hereingewonnenen Erze ein. Nachfolgend werden die aus den nachgelagerten Prozessen resultierenden Kupferverluste berechnet. Hierfür ist es notwendig die zur Kupfergewinnung eingesetzten Methoden (Laugung und SX-EW Verfahren oder Flotation) zu betrachten. Das Ausbringen aus den eingesetzten Verfahren, der durchschnittliche Kupfergehalt des Erzes sowie die Erztonnagen gehen in die Berechnung ein.

Ist die im Erz enthaltene Menge Kupfer bekannt bzw. berechnet, ergibt sich der gesamte Reservenverlust nach folgender Gleichung:

$$\text{Reservenverlust (t)} = X * \frac{100\% - a}{a} + Y * \frac{100\% - b}{b}$$

X: im ausgebrachten Erz enthaltene Kupfermenge (t)

Y: produzierte Kupfermenge (t)

a: Erzausbringen (%)

b: Ausbringen im Prozess (Laugung und SX-EW bzw. Flotation) (%)

Wird also z. B. in einer Mine Erz hereingewonnen, welches 90.000t Kupfer enthält bei einem Ausbringen von 90%, bedeutet dieses einen abbaubedingten Verlust von 10.000t Kupfer. Diese Menge entspricht 10% des in der in Anspruch genommenen Reserve enthaltenen Kupfers. Anschließend wird nun die im Erz enthaltene Kupfermenge zu 75% in der Flotation extrahiert, so werden im Zuge dieses Aufbereitungsprozesses 22.500t Cu nicht extrahiert. Aus der Addition der beiden berechneten Verlustmengen ergibt sich der Reservenverlust zusammen, welcher im vorliegenden Beispiel 32.500t Erz beträgt (32,5% des in der Ausgangsreserve enthaltenen Kupfers).

Die Reservenverluste wurden für jede im Referenzjahr (1998) produzierende Mine berechnet. Die Einzelverluste wurden zur globalen Betrachtung akkumuliert. Der Vorteil einer globalen Betrachtung liegt in der Möglichkeit, die Verluste in Beziehung zur geologischen Ausgangssituation setzen zu können. So können die Reservenverluste nach Lagerstättentypen oder nach Zusammensetzung des abgebauten Erzes analysiert werden. Weitere in die Interpretation der Reservenverluste einzubeziehende Gesichtspunkte sind die angewandten Methoden zur Kupferkonzentration. Das Ausbringen im jeweiligen Aufbereitungsprozess, mitbestimmt durch die Zusammensetzung des Erzes, hat maßgeblichen Einfluss auf die Höhe der Gesamtverluste. Bedeutenden Einfluss hat auch die Geometrie und Teufe der Lagerstätte, da dadurch die Wahl des Abbauverfahrens bestimmt wird und somit auch die Höhe der abbaubedingten Verluste.

Zur Ermittlung der Menge an nicht aus der in Anspruch genommenen Reserve extrahiertem Metall wurden die Prozessschritte Abbau und Aufbereitung analysiert.

Zunächst wurde der abbaubezogene Kupferverlust berechnet. Es wurden unterschiedliche Abbaumethoden berücksichtigt, denen jeweils ein Bereich für das Ausbringen des Erzes zugeordnet werden kann. So werden z.B. in einem Tagebau 95-100% des Erzes gewonnen, während es im Kammerbau lediglich 70-80% sind. Aufgrund der gefördertem Erz mengen je

Mine sowie des Head Grades (% Cu im ausgebrachten Erz) wurde der durch den Abbau verursachte Kupferverlust berechnet.

Die Abbaufverfahren wurden in vier Klassen zusammengefasst. Die Einteilung wurde von RUHRBERG (2003) übernommen, der die Abbaufverfahren des Tiefbaus auf Grundlage von STOCES (1958) und REUTHER (1989) untergliedert in: Abbaufverfahren mit Stützung des Daches (Klasse A), Abbaufverfahren mit Absenken des Daches (Klasse B), Abbaufverfahren mit Zubruchwerfen des Daches (Klasse C); Klasse D bilden die übertägigen Abbaufverfahren.

Die Abbauverluste wurden für jede produzierende Mine, unter Berücksichtigung des jeweiligen Technikstandards der Mine, in Zusammenarbeit mit dem Institut für Bergbaukunde I (BBK I) der RWTH Aachen ermittelt.

Tabelle 5: Höhe des Erzausbringens für verschiedene Abbaufverfahren (HARTMANN, 1987; KENNEDY 1990) und Einteilung der Abbaufverfahren in Klassen.

Abbaufverfahren	Erzausbringen [%]	Klasse
Kammerbau	70-80	A
Kammerbau mit Versatz	80-90	
Magazinbau	75-85	
Weitungsbau	ca. 75	
Weitungsbau mit Versatz	ca. 75	
Firstenstoßbau mit Versatz	90-100	B
Strossenstoßbau mit Versatz	90-100	
Blockbruchbau	90-100	C
Teilsohlenbruchbau	80-90	
Tagebau mit Abbau in die Teufe	95-100	D
Flächenhaft ausgebildeter Tagebau	95-100	

Im zweiten Schritt folgte die Berechnung der Menge an nicht extrahiertem Kupfer durch die Aufbereitungsmethoden (Flotation und Laugung). Die hereingewonnenen Erze werden entsprechend ihrer mineralogischen Zusammensetzung weiterverarbeitet. Während sulfidische Erze flотиert werden, werden oxidische und schwach sulfidische Erze zumeist

gelaugt. Für beide Aufbereitungsmethoden wurden durch die Erztonnage, das Ausbringen in der Aufbereitung und den Kupfergehalt des Erzes die Verluste sowie die Produktion ermittelt. Die Berechnung der nicht extrahierten Kupfermenge im jeweiligen Prozess erfolgte ebenfalls für jeden Standort. In die Berechnung der Menge des im Prozess verlorenen Kupfers gehen die Erztonnage, der Head Grade, das Ausbringen im jeweiligen Prozess und die produzierte Kupfermenge ein.

Aus den standortspezifischen prozessbezogenen Kupferverlusten und abbaubezogenen Kupferverlusten aller Standorte ergibt sich die gesamte Menge des weltweit nicht extrahierten Kupfers.

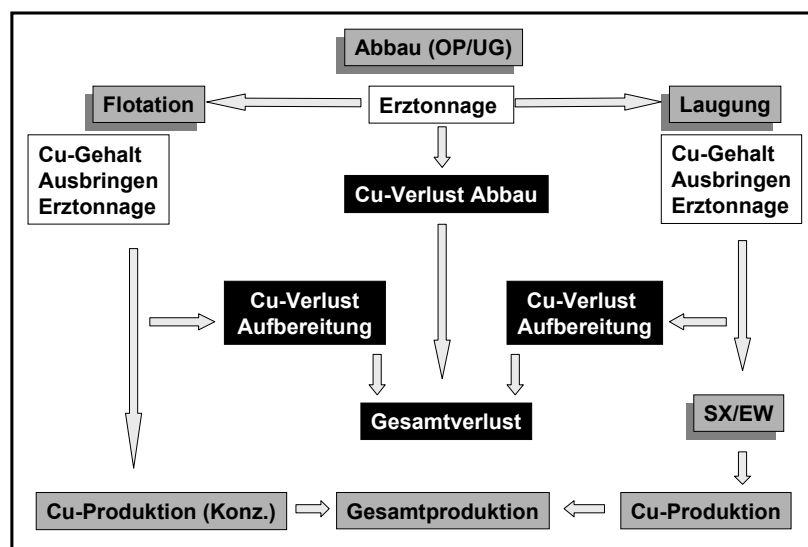


Abbildung 24: Übersicht über die in den einzelnen Prozessschritten der Kupfergewinnung anfallenden Cu-Verluste und der für die Berechnung der Verluste notwendigen Produktionsdaten.

7 Die globalen Kupferverluste

7.1 Gesamtverluste

Im der vorliegenden Arbeit werden die in Abbau und Aufbereitung auftretenden Kupferverluste untersucht. Der prozentuale Verlust ist bezogen auf die in der Ausgangsreserve enthaltene Kupfermenge, die im Zuge der Prozesse des Abbaus und der Aufbereitung nicht extrahiert wurden.

Als Basisjahr für die Berechnungen wurde das Jahr 1998 gewählt. 319 Standorte gingen in die Berechnung der gesamten globalen Menge des nicht extrahierten Kupfers ein. Bei einer erfassten Produktion von 12,05 Mt beziffert sich der Gesamtkupferverlust auf 4,2 Mt. Das bedeutet, dass im Jahr 1998 die Reservenmenge, die in Anspruch genommen wurde, um insgesamt 16,25 Mt reduziert wurde. Der Verlustanteil an der Ausgangsreserve beträgt also ca. 26%.

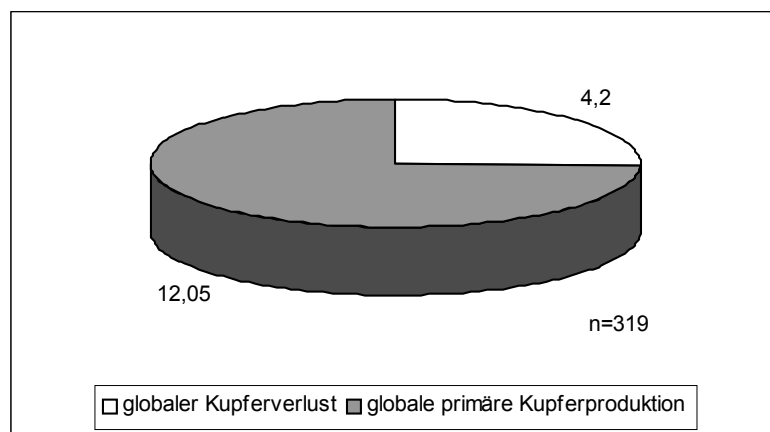


Abbildung 25: Die Gesamtmenge des weltweit nicht extrahierten Kupfers beträgt 4,2 Mt. Die erfasste Produktion an Primärkupfer beträgt 12,05 Mt (Zahl der erfassten Standorte: 319).

Die kumulierte Häufigkeitsverteilung der gesamten Kupferverluste für alle in der vorliegenden Arbeit erfassten Standorte zeigt, dass die Verluste sich über eine große Spannweite erstrecken. Nur wenige Minen weisen Verluste von weniger als 10% auf. Sehr hohe Verluste mit > 50% treten ebenfalls nur an wenigen Standorten auf. Die Hälfte der Minen extrahiert fast 70% des in der Ausgangsreserve enthaltenen Metalls. Wie später erläutert wird, weisen vor allem Minen, in denen Cu als Koppelprodukt gewonnen wird, sehr hohe Verluste auf.

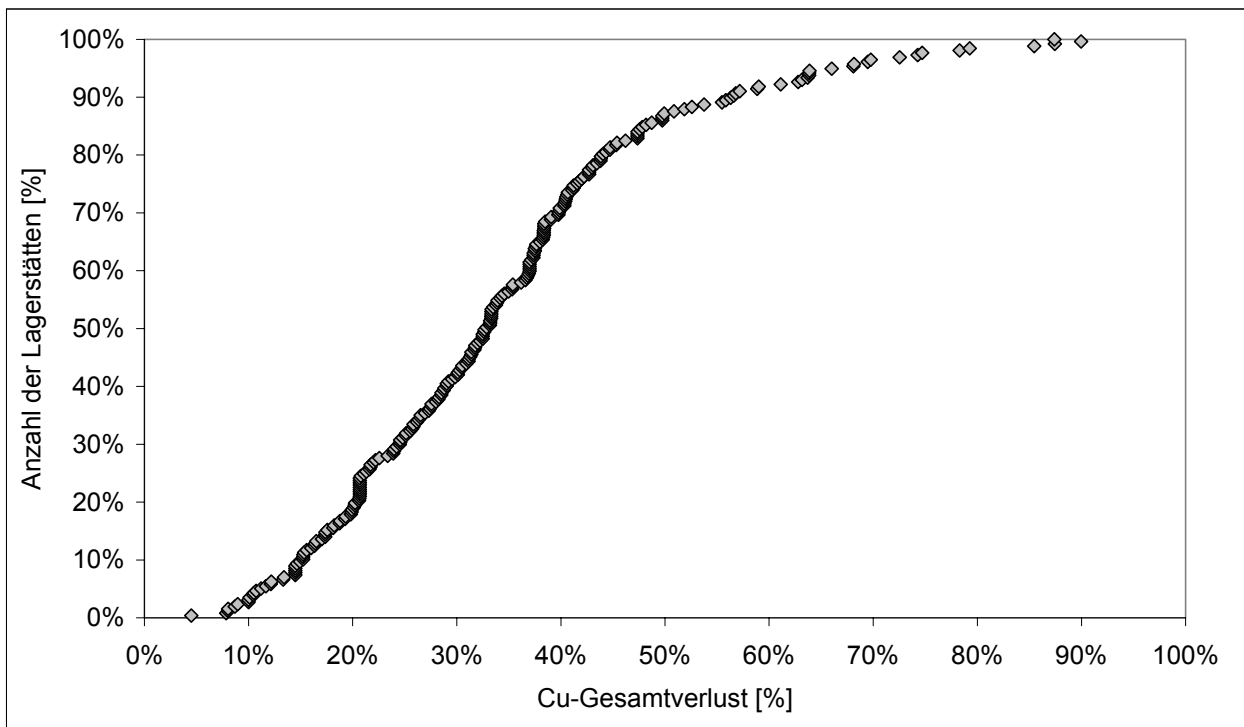


Abbildung 26: Kumulierte Häufigkeitsverteilung der Gesamtverluste an Kupfer für alle erfassten Kupfer produzierenden Standorte.

Generell ist die Menge des nicht extrahierten Kupfers mit der Größe der Minenproduktion am jeweiligen Standort korreliert. Je höher die jährliche Cu-Produktion einer Mine ist, desto höher ist in der Regel auch die Tonnage des Verlustes.

Eine prozentuale Betrachtung der globalen Kupferverluste zeigt, dass anteilig an der in Anspruch genommenen Reserve hohe Cu-Verluste vor allem in kleinen Minen auftreten. Wie oben erwähnt, beträgt der durchschnittliche weltweite Kupferverlust 1998 ca. 26%. Von 319 Standorten produzierten 102 Minen mit Verlustanteilen, die unter dem globalen Wert lagen. Der Großteil der Kupferproduktionsstandorte (217 Standorte) verliert mehr als 26% des in der Ausgangsreserve enthaltenen Kupfers. Die sogenannten Lagerstättengiganten haben mit ihren vergleichsweise geringen Verlusten maßgeblichen Einfluss auf den globalen Wert des nicht extrahierten Kupferanteils.

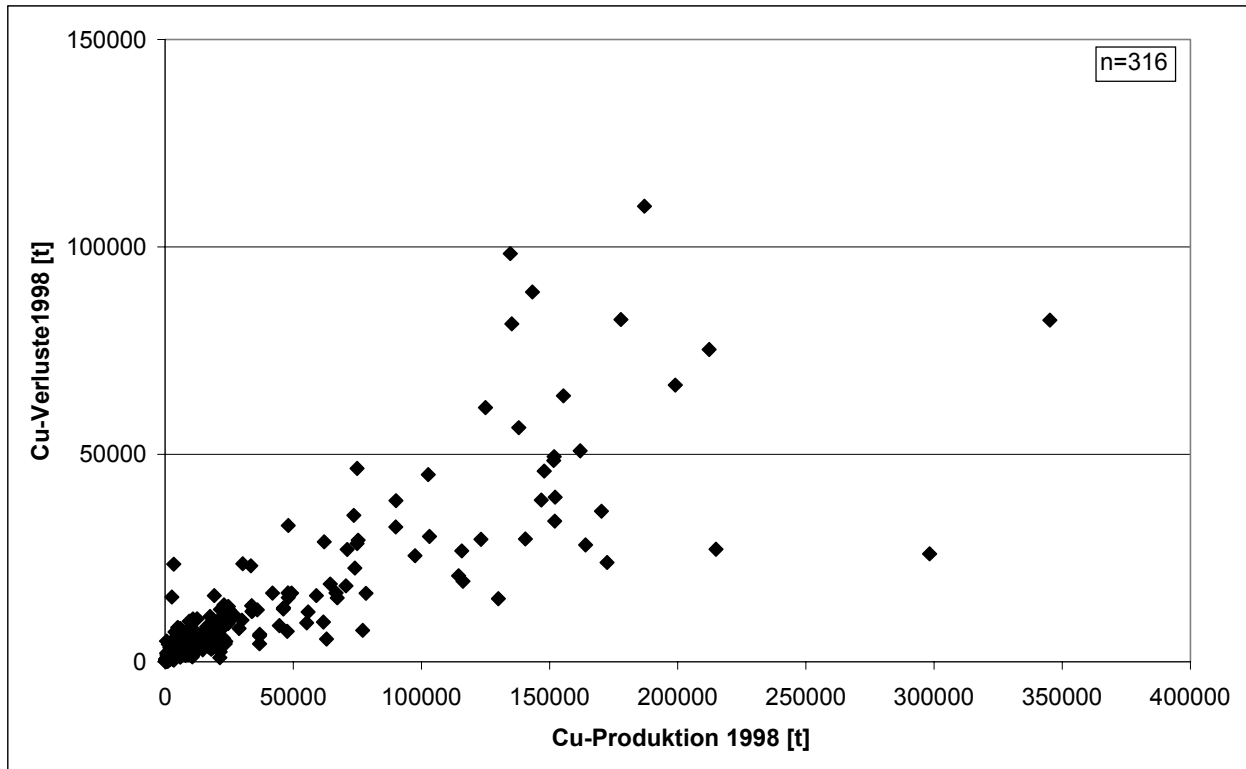


Abbildung 27: Kupferproduktion und Kupferverlust in Tonnen im Jahr 1998 für 316 Standorte.

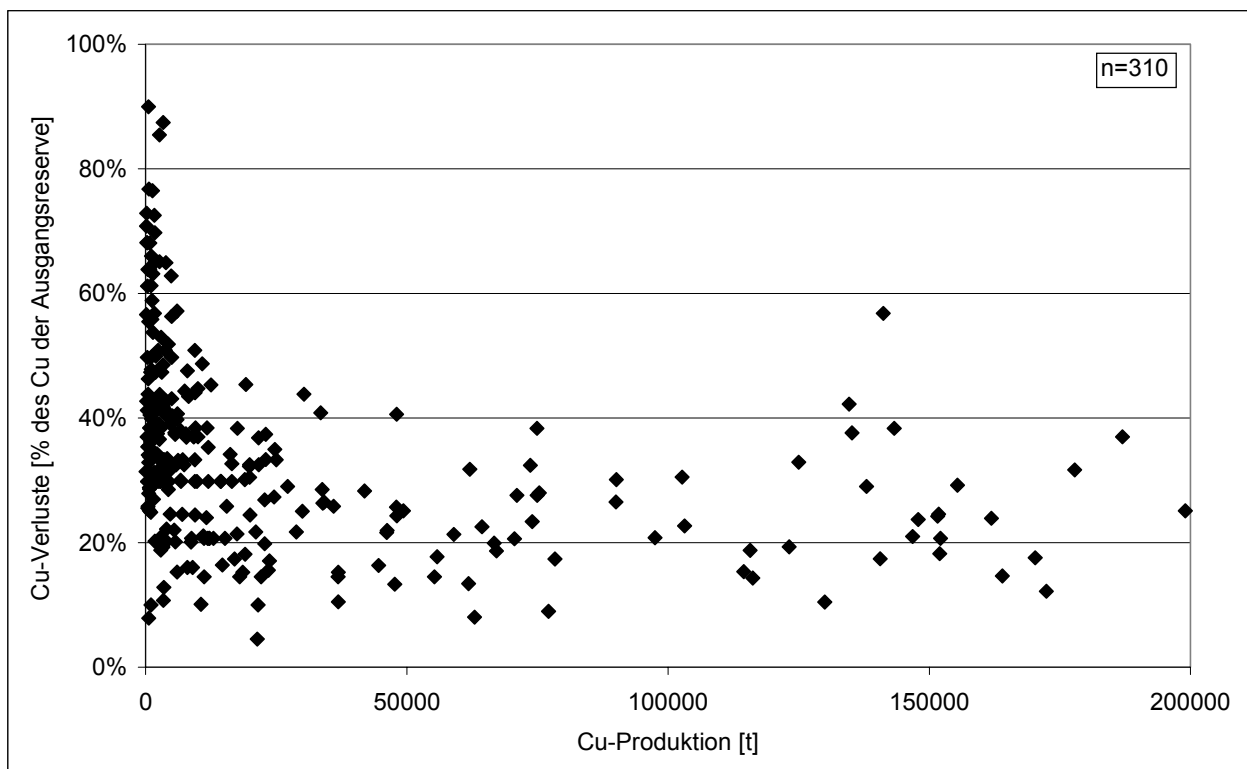


Abbildung 28: Jährliche Kupferproduktion und Anteil des nicht extrahierten Kupfers für 310 Produktionsstandorte. Die prozentualen Kupferverluste beziehen sich auf die in der Ausgangsreserve enthaltene Kupfermenge.

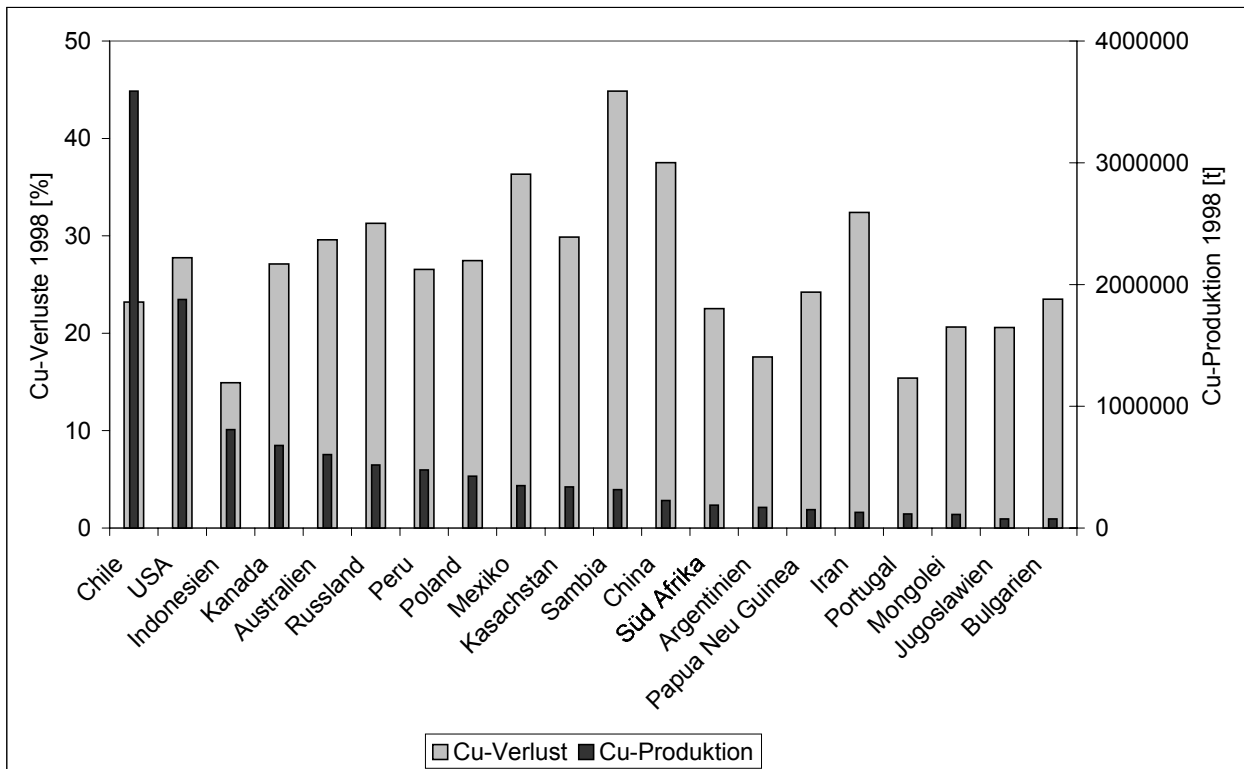


Abbildung 29: Nicht extrahierte Kupfermengen in Prozent des in der in Anspruch genommenen Reserve enthaltenen Cu in den 20 größten Produzentenländern.

Ein Vergleich der 20 größten Produzentenländer von Primärkupfer zeigt, dass die Höhe der jährlichen Produktion nicht mit der Höhe des prozentualen Kupferverlustes korreliert. Länder mit einer hohen jährlichen Produktion, wie z. B. Chile (Cu-Produktion 1998: 3,6 Mt) oder die USA (Cu-Produktion 1998: 1,9 Mt), weisen keinen niedrigeren Metallverlust auf als Länder mit geringerer Produktion. In Argentinien und Portugal, die mit 170.000t bzw. 115.000t vergleichsweise wenig Kupfer produzieren, liegen die prozentualen Cu-Verluste z. B. unter denen in den USA und Chile.

Es stellt sich die Frage, inwieweit die gesamtwirtschaftliche Situation eines Landes sich auf die Effizienz der primären Kupferproduktion auswirkt. Als Parameter zur Kennzeichnung der wirtschaftlichen Situation eines Landes wurde das Bruttoinlandsprodukt (BIP) pro Einwohner gewählt. Das BIP ist ein zusammenfassendes Maß für den Wert der wirtschaftlichen Leistung, die aus der Produktionstätigkeit im Inland resultiert, unabhängig davon, ob diese von Inländern oder Ausländern erbracht wurde. In gütermäßiger Sicht entspricht das Bruttoinlandsprodukt dem Geldwert aller in der Berichtsperiode im Inland produzierten Waren und Dienstleistungen nach Abzug des Wertes der im Produktionsprozess als Vorleistungen verbrauchten Güter.

Aus nachfolgender Abbildung ist ersichtlich, dass in den 20 größten Produzentenländern für Primärkupfer, die wirtschaftliche Situation keine Auswirkungen auf die Effizienz der

Metallgewinnung hat. Es muss hier allerdings berücksichtigt werden, dass aus der Höhe des BIP pro Einwohner nicht unmittelbar Rückschlüsse auf den Technikstand einer Mine gezogen werden können, da diese Art von Investitionen oft von den ausländischen Betreiberfirmen der jeweiligen Mine getätigt werden.

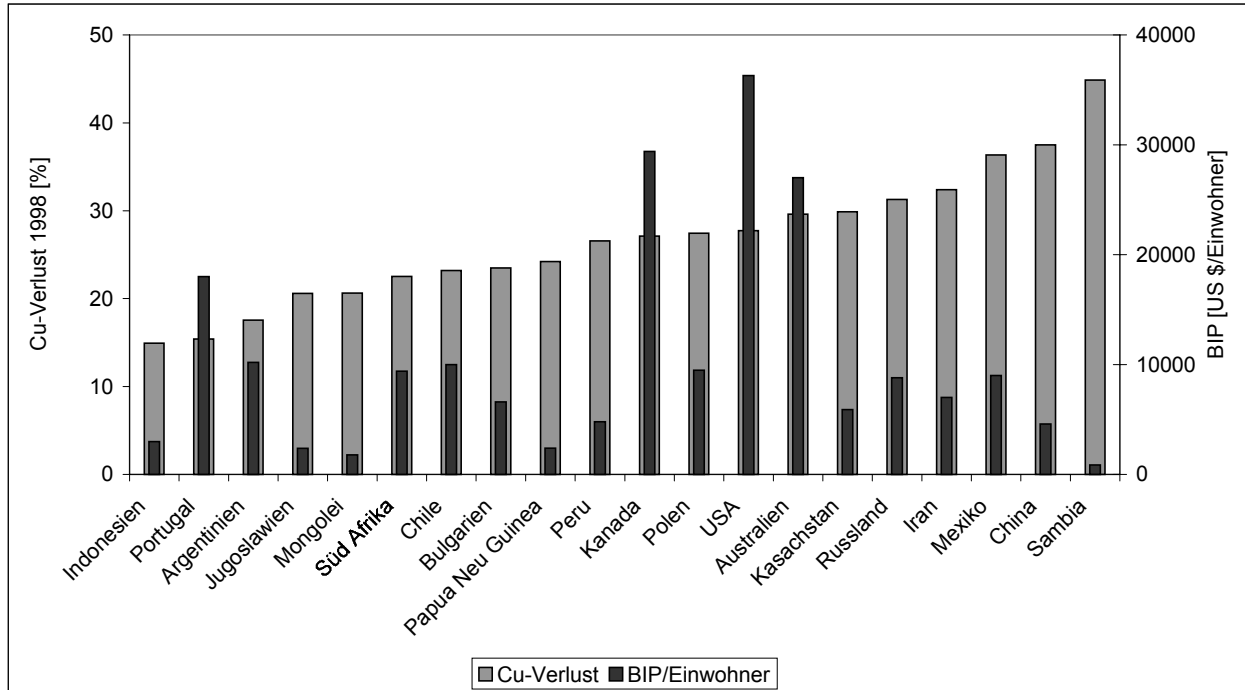


Abbildung 30: BIP pro Einwohner eines Landes in US \$ im Vergleich zu dem Anteil des nicht aus der Ausgangsreserve extrahierten Kupfers in den 20 größten Produzentländern.

Wie in diesem Kapitel gezeigt, weisen die prozentualen Gesamtkupferverluste keine Abhängigkeit von der jährlichen Kupferproduktion oder der gesamtwirtschaftlichen Situation eines Landes auf. Im Folgenden soll der Frage nachgegangen werden, inwieweit lagerstättenspezifische Parameter Einfluss auf die Mengen des nicht aus der in Anspruch genommenen Reserve extrahierten Kupfers haben.

7.1.1 Hüttenverluste

Streng genommen sind die Verluste in Minen, die ihr Produkt durch die Flotation herstellen nicht unmittelbar vergleichbar mit dem Produkt, das durch die Laugung und das SX-EW Verfahren gewonnen wird. Im ersten Fall liegt als Produkt ein Konzentrat vor, das noch verhüttet werden muss, um reines Cu zu erhalten. Im zweiten Fall liegt bereits nahezu reines Cu vor. Minen, die Kupferkonzentrat herstellen, müssen also noch die Hüttenverluste zugerechnet werden. Da die Verlustberechnung auf Einzelstandorten beruht und nur durch die Analyse der standortspezifischen Daten eine umfassende Betrachtung der Verluste

möglich ist, werden in der vorliegenden Arbeit trotzdem die beiden Endprodukte miteinander verglichen. Eine Zuweisung der Hüttenverluste zu den einzelnen in der jeweiligen Hütte verarbeiteten Konzentrate ist nicht möglich, da jede Hütte in der Regel einen Mix aus mehreren Konzentrate unterschiedlicher Minen verarbeitet. So verarbeitet z.B. die Norddeutsche Affinerie Konzentrate von Minen aus Chile, Peru, Argentinien, Portugal, Indonesien und Papua Neuguinea.

Im Allgemeinen beziehen sich hier die berechneten Verlustdaten also ausschließlich auf die in der Mine auftretenden Verluste. Die in der Hütte auftretenden Verluste sollen jedoch nicht außer Acht gelassen werden und werden hier zusammenfassend für alle Standorte weltweit berechnet, die das Verfahren der Flotation anwenden. Nach WELLMER (1985) können die Hüttenverluste variieren, betragen aber in der Regel 1E. 1 Einheit (abgekürzt 1E) ist 1% des Wertmetalls (hier Cu) im Konzentrat.

Im Jahr 1998 waren 10,06 Mt Cu in Konzentraten enthalten, so dass von einem Kupferverlust in den Hütten ca. 0,1 Mt auszugehen ist. Werden diese Verluste in die Betrachtung der globalen gesamten Kupferverluste einbezogen, betragen diese 4,3 Mt. Die Hüttenverluste machen also 2,3% der Kupferverluste aus und spielen somit gegenüber den Verlusten in Abbau und Aufbereitung lediglich eine untergeordnete Rolle.

7.2 Einfluss des Abbauverfahrens

Bei der Analyse des Einflusses der Abbauverfahren auf die Höhe des Anteils der nicht extrahierten Metallmenge liegt die zuvor beschriebene Klasseneinteilung der Abbauverfahren zugrunde.

Der weitaus größte Teil der globalen Kupferproduktion stammt aus übertägigen Abbauverfahren (8,78 Mt Cu im Jahr 1998). Mit ca. 2 Mt nimmt die Gruppe der Abbauverfahren mit Stützung des Daches (Klasse A) den zweiten Rang ein. Im Block- und Teilsohlenbruchbau (Klasse C) werden 0,74 Mt Cu gewonnen und im Firsten- und Strossenstoßbau (Klasse B) lediglich 0,24 Mt Cu.

Bei der Betrachtung der Abbauverfahren wird als Grundannahme vorausgesetzt, dass die Wahl des Abbauverfahrens optimal auf die Eigenschaften der Lagerstätte abgestimmt ist. Die Geometrie und Teufe des Erzköpers, die Festigkeit des Erzes und des Nebengesteins spielen eine entscheidende Rolle bei der Wahl des Abbauverfahrens, so dass zusätzliche abbaubedingte Verluste durch eine unzureichende Planung ausgeschlossen werden. Die hier vorgestellten Berechnungen umfassen ausschließlich die sich aus dem jeweiligen Abbauverfahren selbst ergebenden Verluste.

Insgesamt betragen die im Zuge des Abbaus auftretenden Verluste 1,05 Mt.

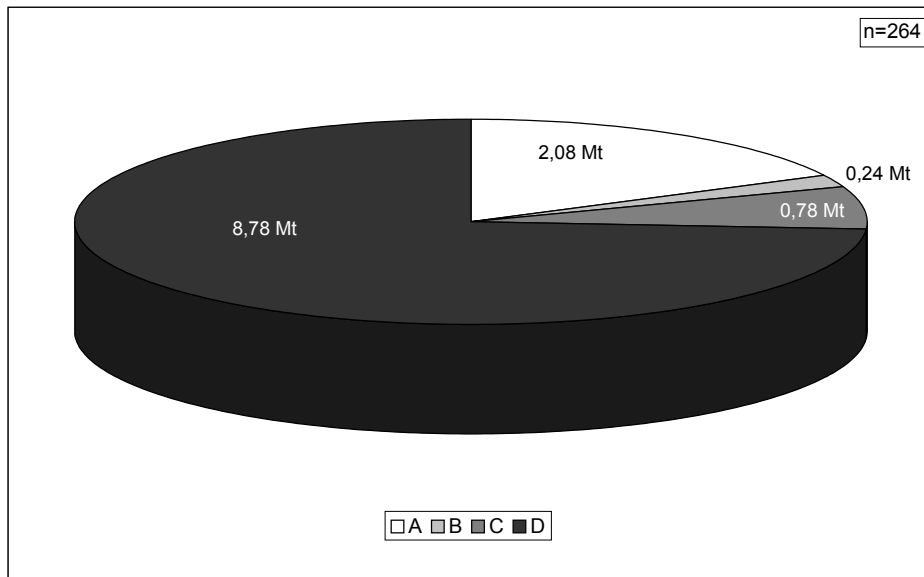


Abbildung 31: Anteil der verschiedenen Abbauverfahren an der globalen Kupferproduktion im Jahr 1998.

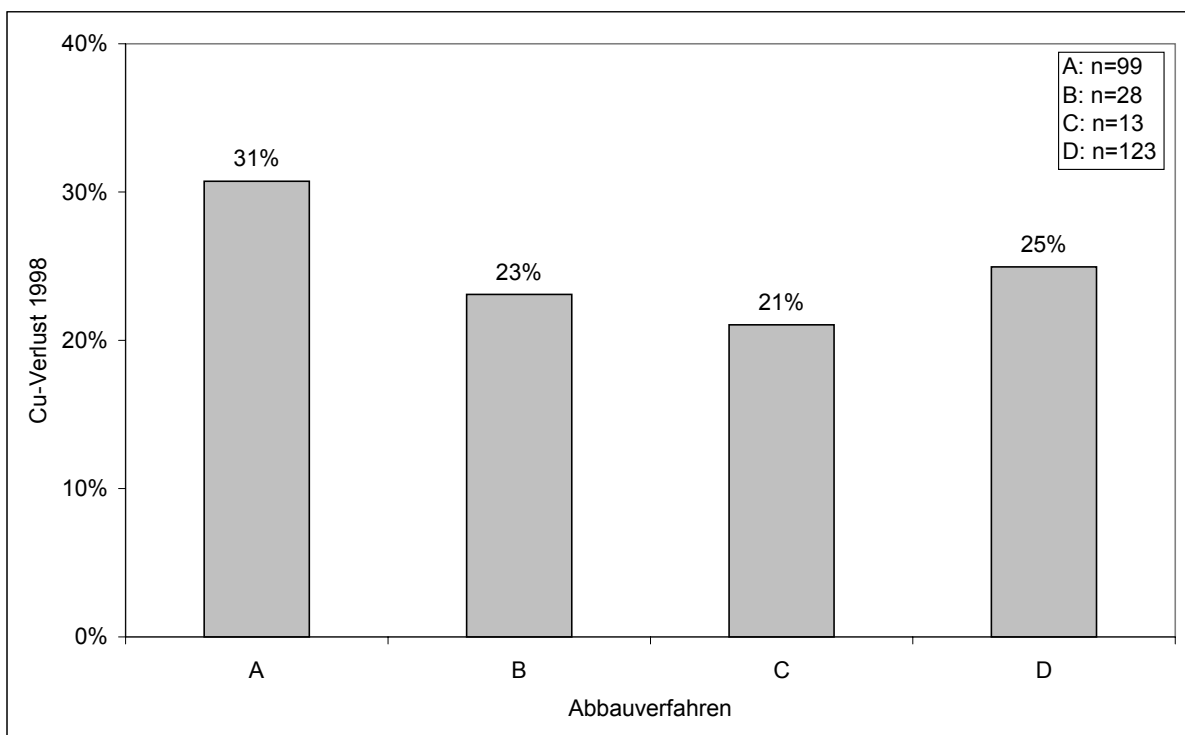


Abbildung 32: Prozentuale Verteilung der gesamten Abbauverluste nach Abbauverfahren (gesamter Abbauverlust = 100%).

Eine prozentuale Betrachtung der Gesamtabbauverluste an Kupfer nach den Klassen der unterschiedlichen Abbauverfahren zeigt deutliche Unterschiede in der Höhe der Verluste zwischen den einzelnen Klassen. Der größte Anteil der abbaubedingten Verluste tritt mit 31% in der Klasse A auf. Mit 25% liegen die übertägigen Abbaumethoden im mittleren

Bereich. Der geringste Verlustanteil (21%) weist die Klasse C auf. In den unterschiedlichen Verlustanteilen in den Abbaufahrensklassen spiegeln sich in erster Linie die Eigenschaften der abgebauten Lagerstätte wieder, da durch sie die Wahl der Abbaumethode maßgeblich bestimmt wird. Inwiefern sich hier die Lagerstättentypen widerspiegeln, wird an späterer Stelle analysiert.

In nachfolgender Abbildung sind die rein abbaubedingten Verluste für die vier Klassen der Abbaufahren berechnet. Zur Überprüfung werden die Daten mit Literaturwerten verglichen und zeigen mit diesen eine gute Übereinstimmung. Das Bild der abbaubedingten Kupferverluste zeigt ein etwas anderes Verteilungsmuster der Verluste als die Betrachtung für die Gesamtverluste. Die übertägigen Abbaumethoden weisen mit durchschnittlich 4% die geringsten Verluste auf. Wird Erz durch die Abbaufahren der Klassen B und C hereingewonnen, sind Verluste von 8% bzw. 14% die Folge. Die höchsten Anteile Kupfer, die nicht hereingewonnen werden können, treten mit 21% in der Abbaufahrensklasse A auf.

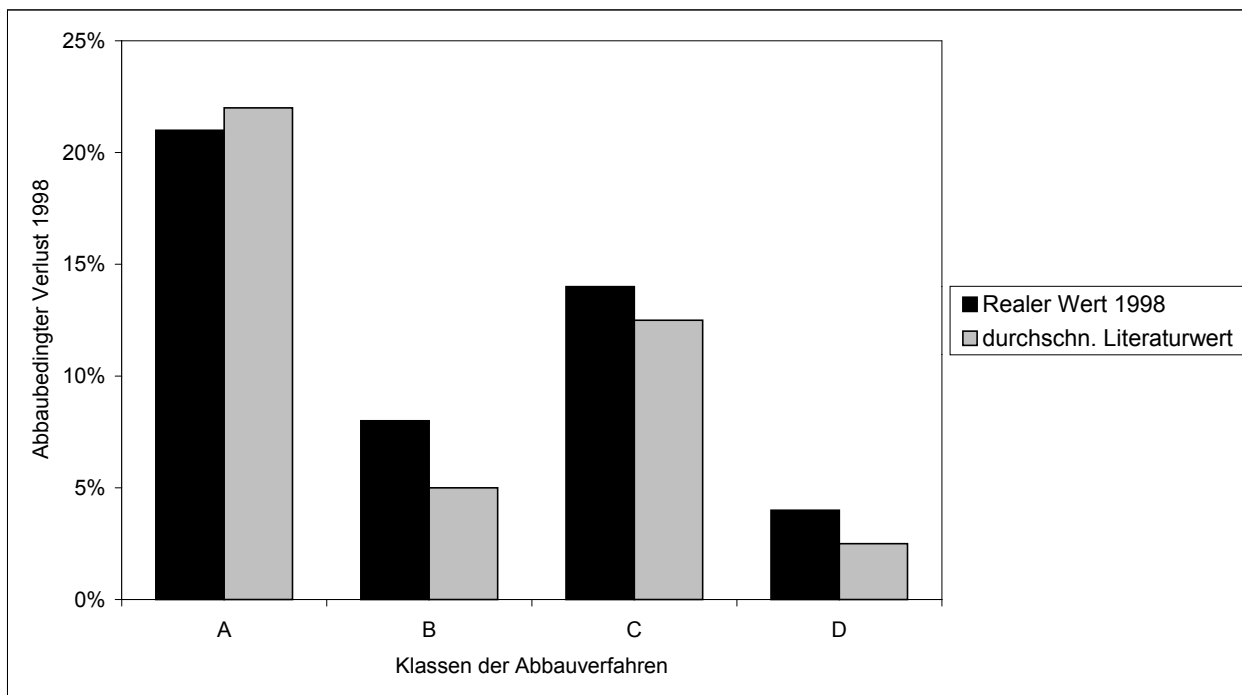


Abbildung 33: Vergleich von für das Jahr 1998 berechneten abbaubedingten Verlusten und Literaturwerten (STOCES, 1958; REUTHER, 1989) zu Abbauverlusten für die vier Klassen der Abbaufahren.

7.3 Einfluss des Aufbereitungsverfahrens

Bei der Analyse des Einflusses der Aufbereitung auf die Kupferverluste muss zwischen den beiden Hauptaufbereitungsmethoden, der Flotation und der Laugung mit nachfolgendem SX-EW Verfahren, unterschieden werden. Die prozentualen Verluste, die für beide Verfahren

berechnet werden, beziehen sich, anders als die Gesamtkupferverluste und die abbaubedingten Verluste, nicht auf die in Anspruch genommene ursprüngliche Reserve, sondern auf das in dem hereingewonnenen Erz enthaltene Kupfer. Zur Berechnung der aufbereitungsbedingten Verluste wird der sogenannte Head Grade herangezogen, der den Kupfergehalt des in die Aufbereitung eingehenden Erzes beschreibt. Der Head Grade liegt im Allgemeinen etwas unter dem Metallgehalt des anstehenden Erzes, da in ihm die im Zuge des Abbaus auftretende Erzverdünnung enthalten ist.

Weltweit wurden 1998 17% (ca. 2 Mt Cu) des primär produzierten Kupfers durch die Laugung und das SX-EW Verfahren gewonnen. 83% des Kupfers wurden durch den Prozess der Flotation gewonnen, was über 10 Mt in den hergestellten Konzentraten enthaltenes Cu bedeutet.

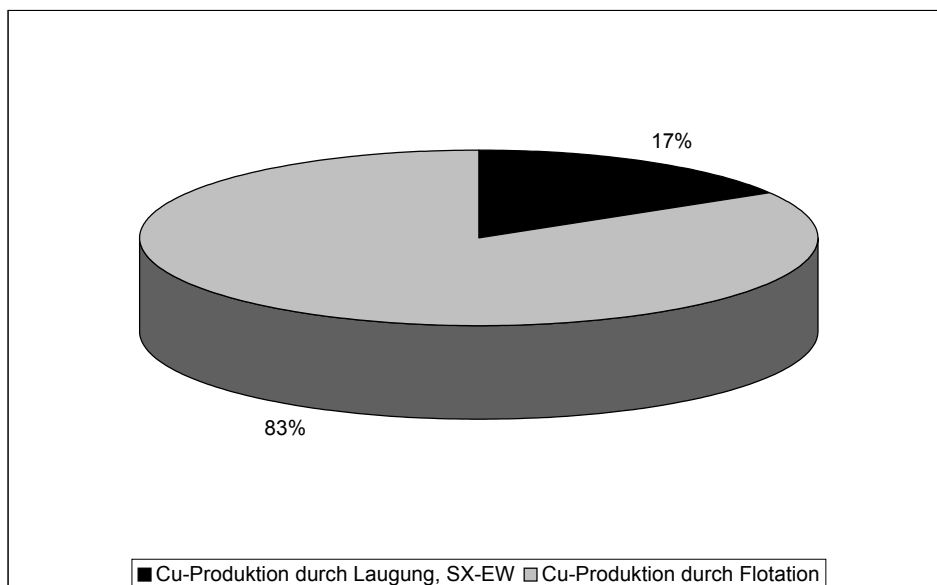


Abbildung 34: Produktion von Primärkupfer durch Laugung und nachfolgendes SX-EW Verfahren und durch Flotation.

Das Ausbringen in den beiden Aufbereitungsverfahren ist unterschiedlich, wie aus der nachfolgenden Abbildung ersichtlich ist. Generell ist das Kupferausbringen in der Laugung niedriger als in der Flotation. Der Mittelwert (nicht nach der Produktion gewichtet) der in der Aufbereitung auftretenden Kupferverluste liegt für das Flotationsverfahren bei 24%, während er mit 37% für das Laugungsverfahren deutlich höher liegt.

50% der durch das Flotationsverfahren produzierten Cu-Menge wurde 1998 mit einem Verlust von weniger als 13% produziert, also mit einem Ausbringen von >87%. Der gleiche Anteil des durch die Laugung und das SX-EW Verfahren produzierten Primärkupfers wird dagegen mit Verlusten von bis zu 37% (Ausbringen = 63%) gewonnen. Dieser Verlustwert

wird beim Laugungsverfahren lediglich von 1,5% der globalen Produktion durch dieses Verfahren überschritten.

Wie bereits zuvor gezeigt, stammt der größte Anteil der globalen Cu-Produktion aus übertägigen Abbaufahren. Die Analyse der Cu-Produktion durch die unterschiedlichen Aufbereitungsverfahren bezüglich der definierten Klassen der Abbaufahren macht weiterhin deutlich, dass fast die komplette Cu-Menge, die weltweit durch das Laugungsverfahren produziert wird, im Tagebau hereingewonnen wird. Etwa 7 Mt Kupfer, welches in aus der Flotation resultierenden Konzentraten vorliegt, stammt aus Erzen, die im Tagebau hereingewonnen wurden. Weitere ca. 2 Mt Kupfer in Konzentraten stammen aus Erzen, die durch die Abbaufahrensklasse A bergmännisch hereingewonnen wurden.

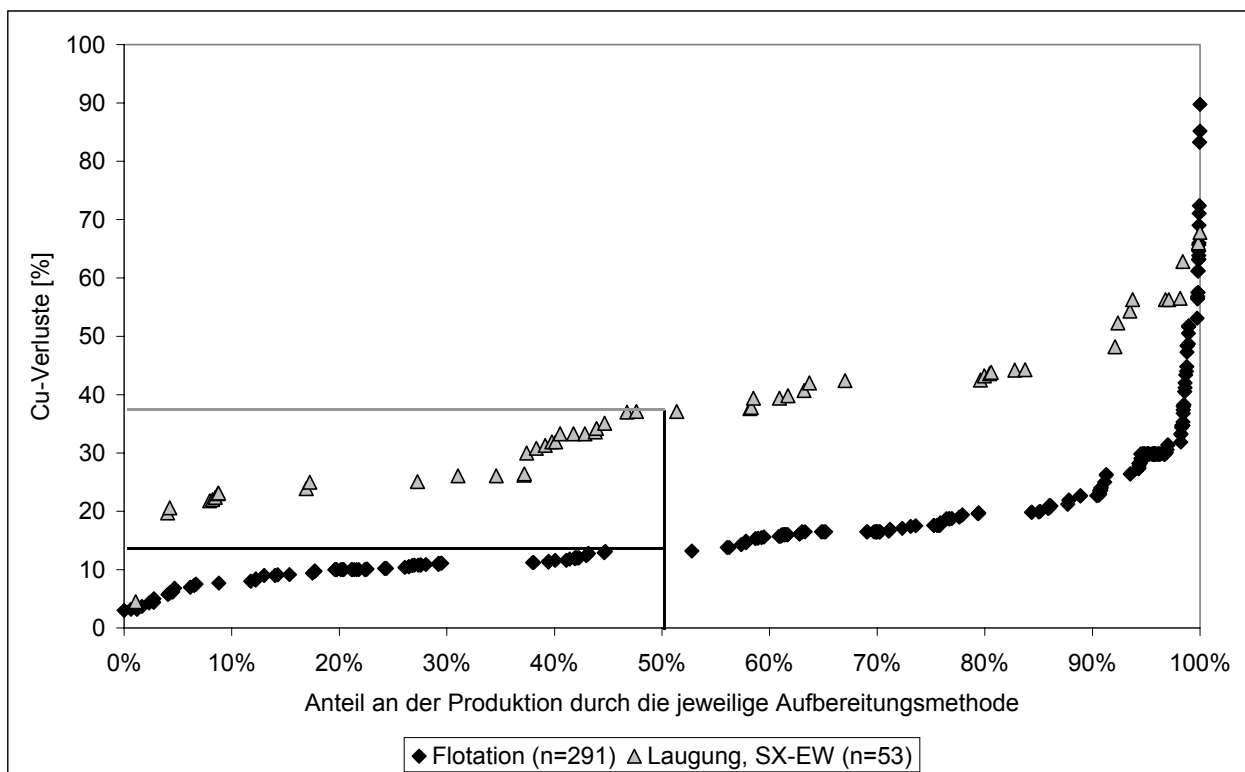


Abbildung 35: Kupferverluste für das Jahr 1998 in den Aufbereitungsprozessen der Laugung und der Flotation bezogen auf die durch das jeweilige Aufbereitungsverfahren produzierte Kupfermenge.

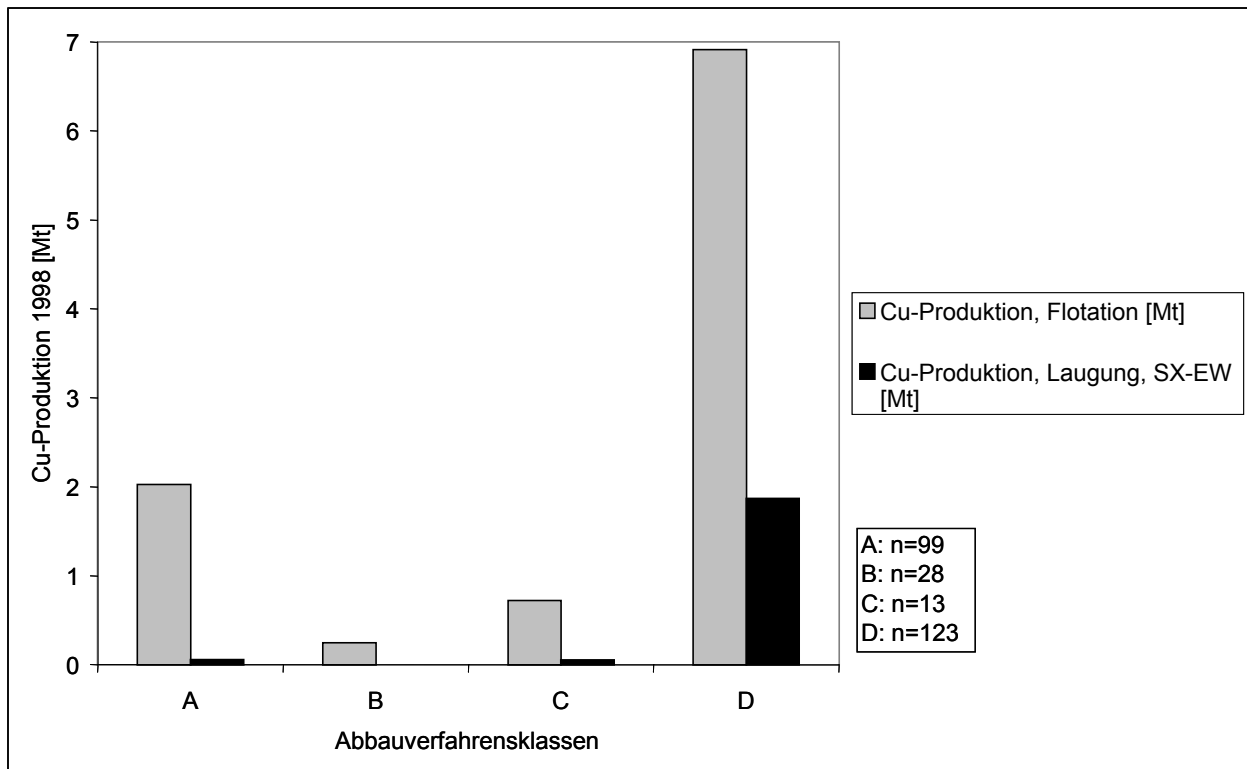


Abbildung 36: Kupferproduktion durch Flotation bzw. Laugung plus SX-EW Verfahren für die vier Klassen der Abbauverfahren.

In die Laugung gehen oxidische und schwach sulfidische Kupfererze ein. Die Tatsache, dass diese Erze, wie oben gezeigt, fast ausschließlich über Tage hereingewonnen werden, gibt einen wichtigen Hinweis auf die bestimmenden Parameter. Die Ergebnisse legen nahe, dass die geologischen Eigenschaften einer Lagerstätte maßgeblichen Einfluss auf die Auswahl und die Effizienz der Prozesse des Abbaus und der Aufbereitung haben. Im folgenden wird untersucht welche Lagerstätteneigenschaften hinsichtlich der auftretenden Metallverluste einflussnehmend sind.

7.4 Einfluss des Lagerstättentyps

Im Jahr 1998 stammt weltweit das meiste Kupfer aus porphyrischen Lagerstätten. Sie liefern etwa 2/3 des primär produzierten Kupfers und nehmen somit unter den abgebauten Lagerstättentypen eine dominierende Stellung ein. Zu den porphyrischen Lagerstätten gehören auch die weltweit größten Minen La Escondida und Chuquibambilla in Chile sowie Grasberg/Ertsberg in Indonesien.

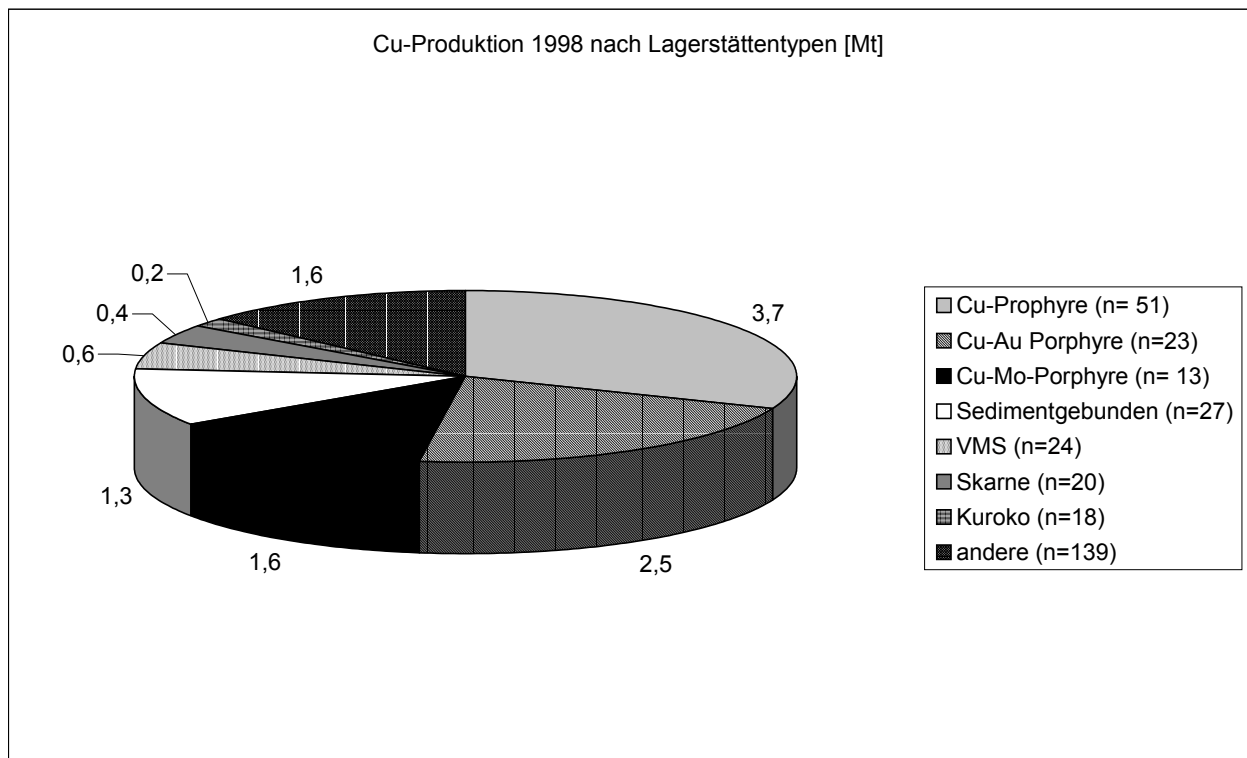


Abbildung 37: Globale Kupferproduktion nach Lagerstättentypen (Produktion in Mt).

Unter den porphyrischen Lagerstätten nehmen die Cu-Porphyre den ersten Produktionsrang ein (3,7 Mt Cu). Aus Cu-Au-Porphyren werden 2,5 Mt Cu und aus Cu-Mo-Porphyren 1,6 Mt gewonnen.

Weitere 10% der Weltkupferproduktion stammen aus stratiform sedimentgebundenen Lagerstätten. Der Großteil dieser Produktion stammt aus den Minen des polnischen Kupferschiefers und des sambischen Kupfergürtels. Skarne, VHMS- und Kuroko-Lagerstätten spielen mit 0,4 Mt, 0,6 Mt und 0,2 Mt nur eine untergeordnete Rolle.

Die Höhe der gesamten in Abbau und Aufbereitung auftretenden Verluste ist je nach Lagerstättentyp unterschiedlich. Die porphyrischen Cu-Mo-Lagerstätten weisen mit knapp 18% die geringsten Verluste auf. In Cu-Au-Porphyren ist der Anteil des nicht aus der Reserve extrahierten Kupfers mit 20% etwas höher. Bei den Kupferporphyren übersteigen die Verluste (27%) die in den Kuroko- und VHMS-Lagerstätten anfallenden Verluste. In

Skarnlagerstätten und stratiform sedimentgebundenen Kupferlagerstätten bleiben gar mehr als 30% des in der Ausgangsreserve enthaltenen Kupfers unextrahiert.

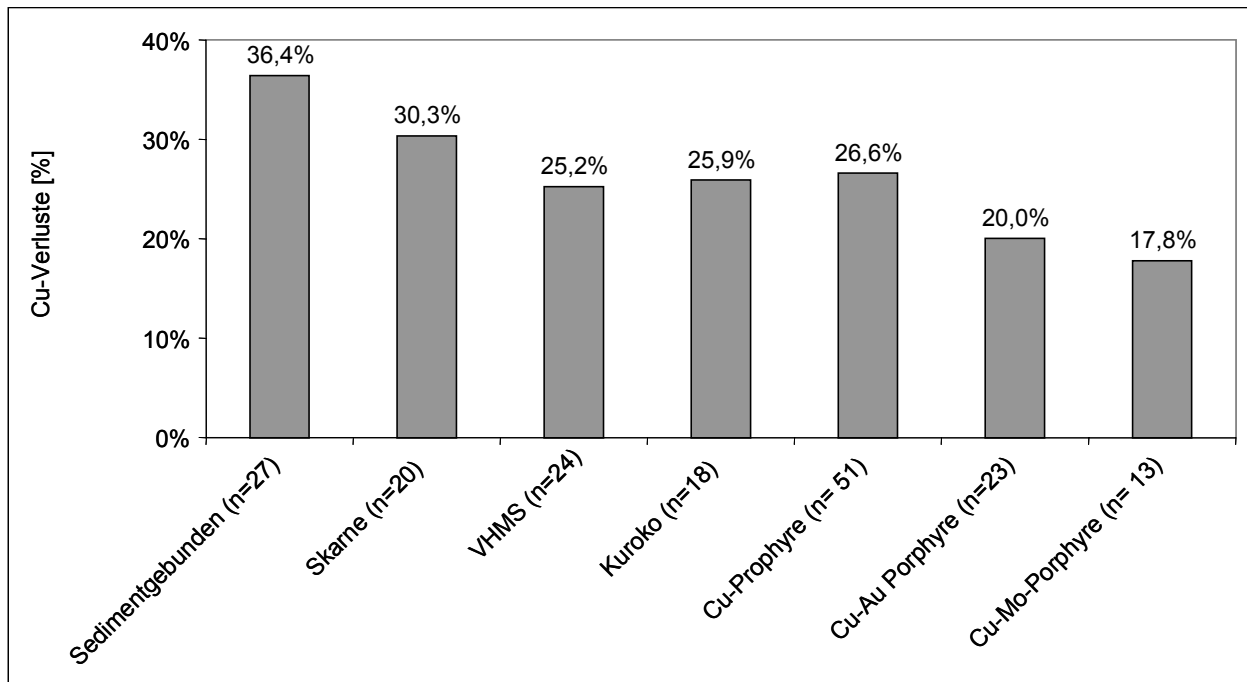


Abbildung 38: Prozentuale Gesamtkupferverluste nach Lagerstättentypen (100% entspricht der gesamten Cu-Menge, die in der Ausgangsreserve je Lagerstättentyp enthalten ist).

Die Unterschiede der gesamten nicht extrahierten Kupfermengen in den verschiedenen Lagerstättentypen werden im Folgenden weiter aufgegliedert. In den oben dargestellten Werten sind sowohl die abbaubedingten als auch die aufbereitungsbedingten Kupferverluste enthalten. Die beiden Verlustkategorien werden nun mit Bezug auf die Lagerstättentypen getrennt betrachtet.

Die Tonnage der abbaubedingten Verluste ist erwartungsgemäß in den porphyrischen Lagerstätten und den stratiform sedimentgebundenen Kupferlagerstätten am höchsten, da diese auch den Großteil des weltweit produzierten Kupfers liefern. Allerdings zeigt sich, dass in den sedimentgebundenen Cu-Lagerstätten, aus denen ca. 10% der globalen Produktion stammt, die prozentual höchste Verlustmenge auftritt. Dieses ist auf die überwiegend untertägigen Abbauverfahren zurückzuführen, die beim Hereingewinnen des Erzes aus diesem Lagerstättentyp zur Anwendung kommen. In diesen Abbauverfahren der Klasse A (Kammerbau, Magazinbau, Weitungsbau), die sich vor allem zum Abbau von Erzkörpern mit relativ flachen Einfallen eignen, liegen die Abbauverluste im Allgemeinen bei 10% - 30%. Die meisten porphyrischen Cu-Lagerstätten werden aufgrund ihrer geringen Teufe dagegen im Tagebau hereingewonnen, was nur geringe Abbauverluste zur Folge hat (0% - 5%). Porphyrische Lagerstätten in größerer Teufe werden in erster Linie mit Verfahren der Klasse

C (Blockbruchbau, Teilsohlenbruchbau) hereingewonnen, da diese Verfahren besonders zu Abbau von steil einfallenden Erzkörpern geeignet sind. In den in den jeweiligen Lagerstättentypen angewandten Abbauverfahren drückt sich somit die Geometrie des Erzkörpers und seine Teufe aus.

Die Mehrzahl der VHMS- und Kuroko-Lagerstätten wird durch die untertägigen Verfahren der Klasse A abgebaut und dementsprechend ist der Großteil der abbaubedingten Verlustmenge auf diese Verfahren zurückzuführen.

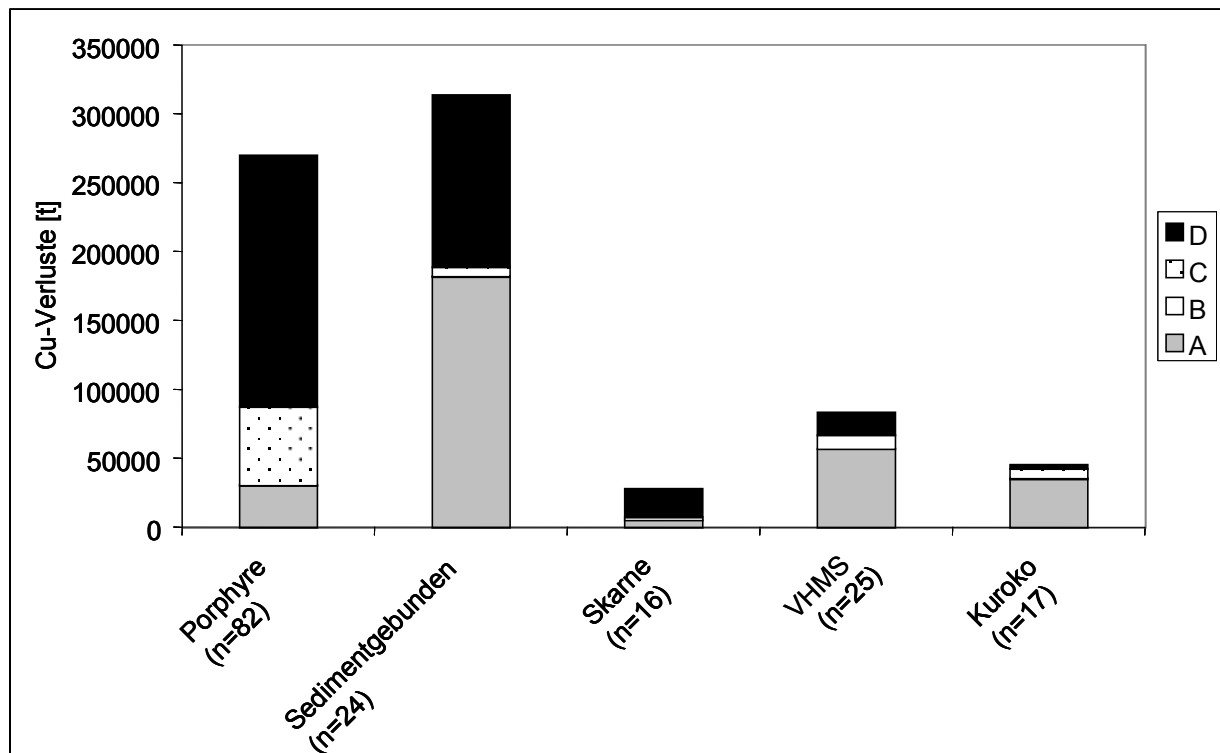


Abbildung 39: Abbaubedingte Verluste, die in den vier definierten Klassen der Abbauverfahren anfallen, nach Lagerstättentypen aufgeschlüsselt.

In der Aufbereitung treten die größten Verlustmengen in der Flotation auf, da dieses Verfahren am häufigsten angewandt wird. Insgesamt wird in den 320 Minen, die für diese Studie erfasst wurden, im Referenzjahr über 10 Mt Kupfer durch die Flotation produziert, liegt also als Cu im Konzentrat vor. Etwa 2 Mt Cu werden durch die Laugung und das SX-EW Verfahren gewonnen. In der Laugung und dem SX-EW Verfahren ist aber im Allgemeinen das Cu-Ausbringen geringer als im Flotationsprozess, so dass der relative Anteil des Laugungsverfahrens an den Verlusten deutlich höher ist als der Anteil dieses Verfahrens an der Kupfergewinnung.

So bleiben im Prozess der Laugung insgesamt 1,2 Mt des im hereingewonnenen Erz enthaltenen Kupfers unextrahiert. In der Flotation beziffern sich die auftretenden Gesamtverluste dagegen auf 1,94 Mt.

Da vor allem oxidische Erze gelaugt werden, sind die Verluste durch die Laugung besonders den porphyrischen Lagerstätten zuzuschreiben. Die Laugungsverluste in den porphyrischen Lagerstätten machen ca. 45% der aufbereitungsbedingten Verluste aus. In sedimentgebundenen Lagerstätten beträgt der Anteil der Laugungsverluste an den aufbereitungsbedingten Verlusten etwa 40%, in Cu-Skarnlagerstätten 39% und in den VHMS Lagerstätten lediglich 23%.

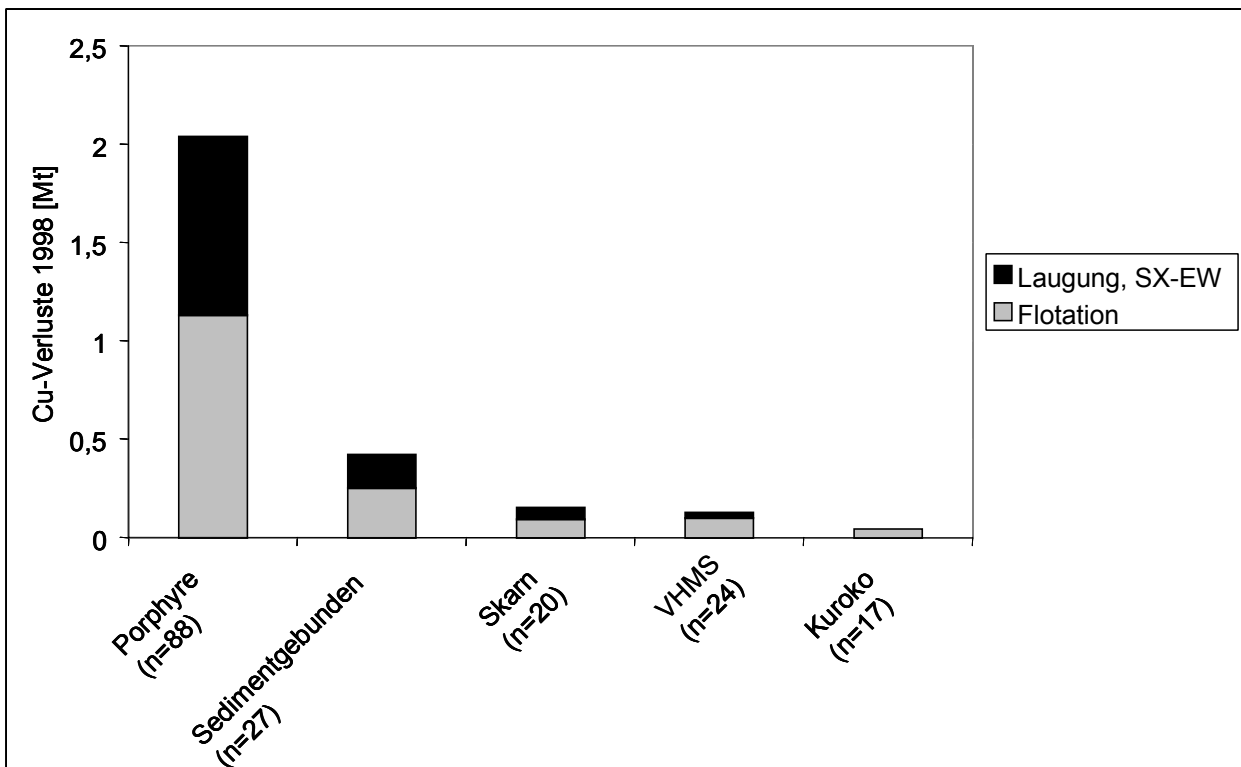


Abbildung 40: Mengen nicht extrahierten Kupfers resultierend aus Flotation bzw. Laugung in den unterschiedlichen Lagerstättentypen

In porphyrischen Lagerstätten wird die Hälfte des durch die Flotationsmethode produzierten Kupfers mit einem Ausbringen von mehr als 86% gewonnen. Wird das Erz gelaugt und das Cu anschließend mit der SX-EW Methode extrahiert, wird 50% des Kupfers mit einem Ausbringen von bis zu 63% gewonnen. Durch die Laugung kommt es also zu in der Regel zu wesentlich höheren Verlusten an Kupfer als durch die Flotation. Da die Wahl des Aufbereitungsprozesses von der Art des Erzes abhängt, hat die Erzzusammensetzung einen maßgeblichen Einfluss auf die Höhe der nicht extrahierten Metallmengen.

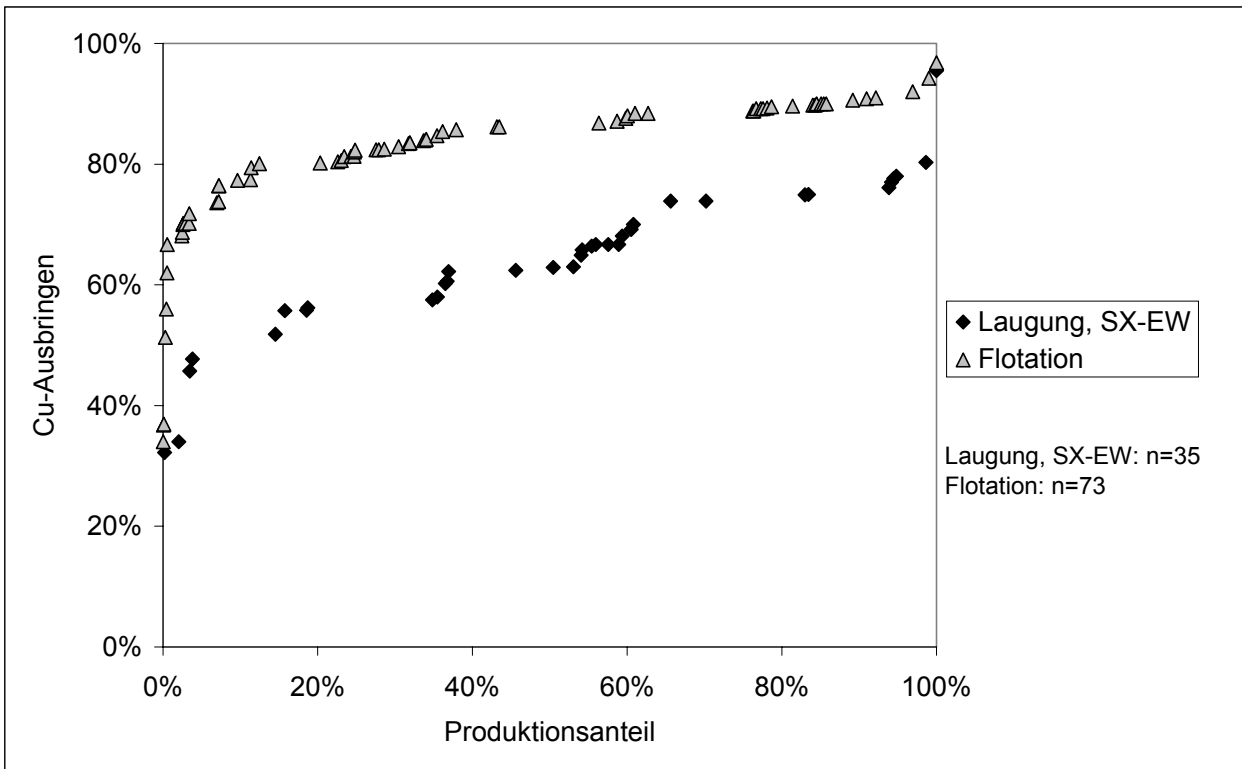


Abbildung 41: Kupferausbringen in den Aufbereitungsprozessen der Flotation und der Laugung mit anschließendem SX-EW Verfahren in porphyrischen Kupferlagerstätten im Jahr 1998. Ein Produktionsanteil von 100% entspricht der weltweit durch das jeweilige Verfahren aus porphyrischen Lagerstätten gewonnenen Kupfermenge.

In Abhängigkeit vom Standort kann der Cu-Gehalt (im Durchschnitt ca. 1,2% Cu) im Erz schwanken. So weist das Erz der Mine Neves Corvo (Portugal) mit 5,6 % Cu einen sehr hohen Kupfergehalt auf, während Minen wie Cerro Verde (Peru) mit 0,7 % oder El Teniente (Chile) mit 1% wesentlich niedrigere Gehalte haben. Die Höhe des Kupfergehaltes hat Einfluss auf das Ausbringen in der Aufbereitung, wie in nachstehender Abbildung für die Flotation gezeigt wird. Erze mit hohem Kupfergehalt führen allgemein auch zu einem hohen Ausbringen und somit zu niedrigen Verlusten in der Flotation. Eine Betrachtung der unterschiedlichen Lagerstättentypen zeigt, dass die stratiform sedimentgebundenen Lagerstätten und die VHMS-Lagerstätten im Durchschnitt die höchsten Kupfergehalte haben, wobei letztere allerdings ein deutlich besseres Ausbringen vorweisen können. Die Werte des Ausbringens der stratiform sedimentgebundenen Lagerstätten streuen über einen größeren Bereich. In den porphyrischen Lagerstätten ist gegenüber den VHMS Lagerstätten das Ausbringen bei deutlich geringeren Kupfergehalten niedriger.

Generell stellt der Kupfergehalt im Erz einen Einflussfaktor auf die Verluste dar. Dieser Faktor zeigt eine Abhängigkeit von dem jeweiligen Lagerstättentyp.

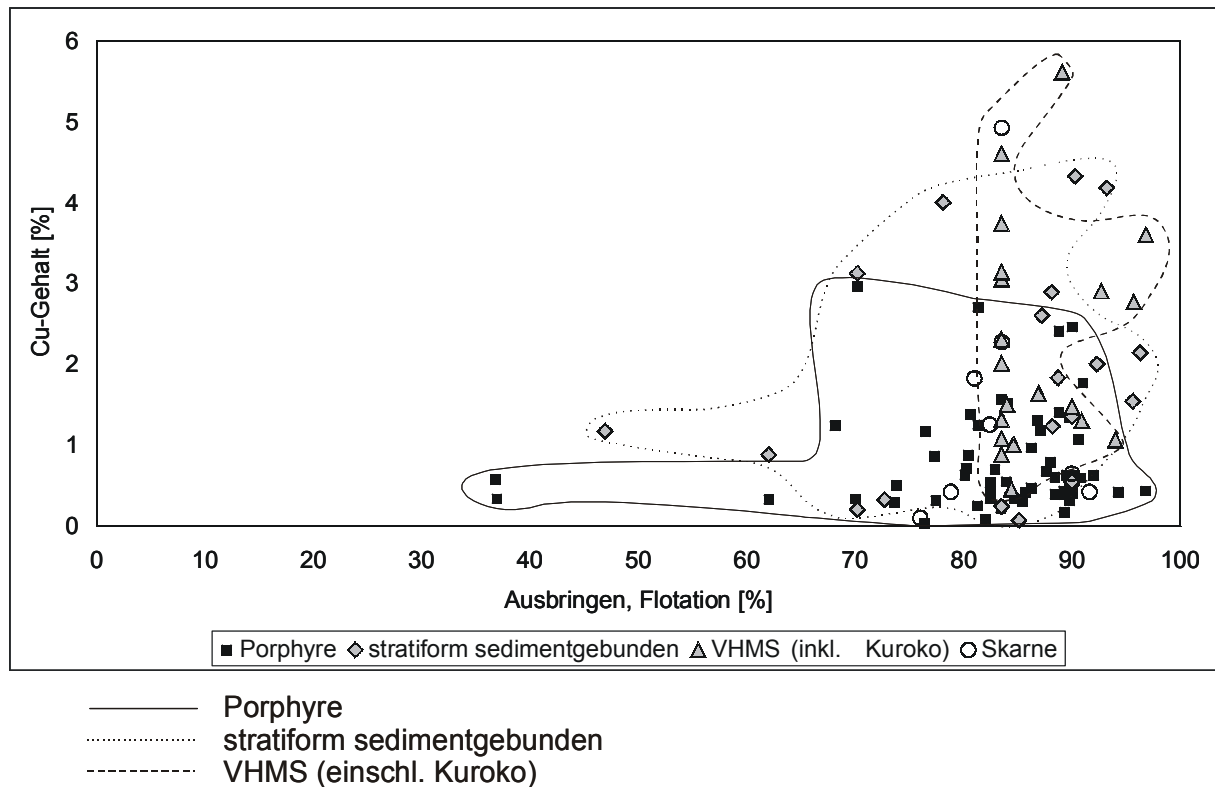


Abbildung 42: Einfluss des Kupfergehaltes des Erzes auf das Ausbringen in der Aufbereitung (hier für die Flotation dargestellt). Abgebildet sind Lagerstätten, die als Hauptwertmineral Kupfer extrahieren.

7.4.1 Der Aspekt der Koppelprodukte

Ein weiterer Gesichtspunkt, der das Kupferausbringen in der Aufbereitung beeinflussen kann, ist das Vorhandensein weiterer Wertmetalle im Erz neben Kupfer. Werden Metalle wie z.B. Gold, Silber oder Molybdän ebenfalls gewonnen, so kann sich dieses negativ auf das Ausbringen des Kupfers auswirken. Prinzipiell ist die Gewinnung solcher Koppelprodukte nur durch den Prozess der Flotation möglich. In der Laugung wird ausschließlich das Cu aus dem Erz extrahiert. Minen, in denen Kupfer als Hauptprodukt gewonnen wird, zeigen gegenüber Minen, in denen Cu Koppelprodukt ist, ein leicht besseres Kupferausbringen. Außerdem ist in Lagerstätten, aus denen Kupfer als Koppelprodukt extrahiert wird der Cu-Head Grade meist etwas niedriger als in Lagerstätten, die in erster Linie Kupfer produzieren.

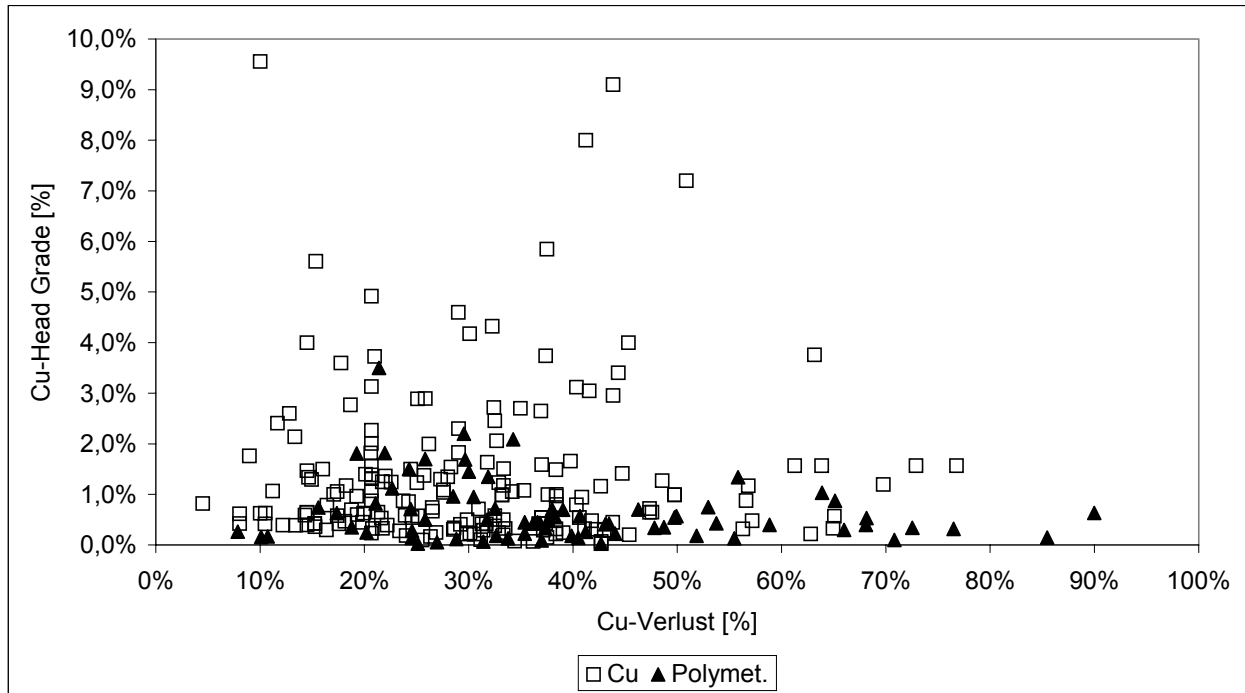


Abbildung 43: Prozentuale Kupferverluste und Head Grades in Minen, die Cu als Hauptprodukt gewinnen und Minen, in denen Cu als Koppelprodukt gewonnen wird.

Andererseits liegt es nahe, die nicht extrahierten Mengen der Koppelprodukte in die Betrachtung der Verluste einzubeziehen. Unter dem Aspekt der Nachhaltigkeit kann es durchaus als sinnvoll erachtet werden, einen höheren Kupferverlust in Kauf zu nehmen, wenn damit eine Gewinnung von weiteren Metallen einhergeht. Nach GRASSMANN (2003) werden 8,8 % der jährlichen globalen Goldproduktion als Koppelprodukt in Kupferminen, hauptsächlich aus porphyrischen Lagerstätten, gewonnen. Gar 28% der jährlichen weltweit produzierten Menge an primärem Silber gehen auf die Ag-Gewinnung als Koppelprodukt in Cu-Lagerstätten zurück. Die wichtigste Rolle für die Ag-Koppelproduktion spielen die sedimentgebundenen Lagerstätten, aus denen laut Grassmann (2003) 33% dieser Produktion stammt. Nach BOYLE ET AL. (1989) werden etwa 70% des jährlich gewonnenen Molybdäns als Koppelprodukt aus Kupferlagerstätten produziert.

Das Beispiel Gold

Für 40 produzierende Minen, die neben Kupfer auch Gold durch Mahlen und Flotieren konzentrieren, wurde der Goldverlust berechnet. Ein Vergleich der auftretenden Gesamtverluste an Gold und Kupfer zeigt, dass die Verluste des Edelmetalls in diesen Minen in der Regel deutlich höher sind als die Cu-Verluste in den jeweiligen Minen. Auffallend bei der Betrachtung von unterschiedlichen Lagerstättentypen ist, dass die Differenz von Gold- und Kupferverlusten in den porphyrischen Lagerstätten meist wesentlich größer ist, als in

den VHMS- und Kuroko-Lagerstätten. Während die Differenz zwischen Cu- und Au-Verlusten bei VHMS-Lagerstätten im Mittel bei 12% liegt, ist der Goldverlust in porphyrischen Lagerstätten durchschnittlich 21% höher als der Kupferverlust am jeweiligen Standort. Über weitere Lagerstättentypen kann an dieser Stelle aufgrund der geringen Datendichte keine Aussage getroffen werden.

Eine geringere Differenz der Metallverluste bedeutet, dass es in der Flotation möglich ist, beide Metalle zu gewinnen. Die Gründe für die geringeren Goldverluste in den VHMS- und Kuroko-Lagerstätten sind in der Mineralogie des Erzes zu suchen. Die hier erfassten VHMS- und Kuroko-Lagerstätten produzieren zum Großteil sowohl Cu als auch Au lediglich als Koppelprodukt. Es liegen also polymetallische Erze vor. In solchen Fällen wird die Flotation so eingestellt, dass möglichst viele Metalle gewonnen werden können. Dabei ist unter Umständen auch ein erhöhter Verlust eines Metalls in Kauf zu nehmen (hier Cu). Außerdem führen die höheren Au-Gehalte im Erz in VHMS-Lagerstätten als in porphyrischen Lagerstätten zu einem höheren Goldausbringen. Zum anderen wird in der Flotation freies Gold in der Regel, wie es in porphyrischen Erzen anzutreffen ist, nicht gewonnen. Auch eine sehr kleine Korngröße des Goldes oder der Au-führenden Minerale kann dazu führen, dass sie im Mahlprozess nicht für die Flotation aufgeschlossen werden können.

7. Die globalen Kupferverluste

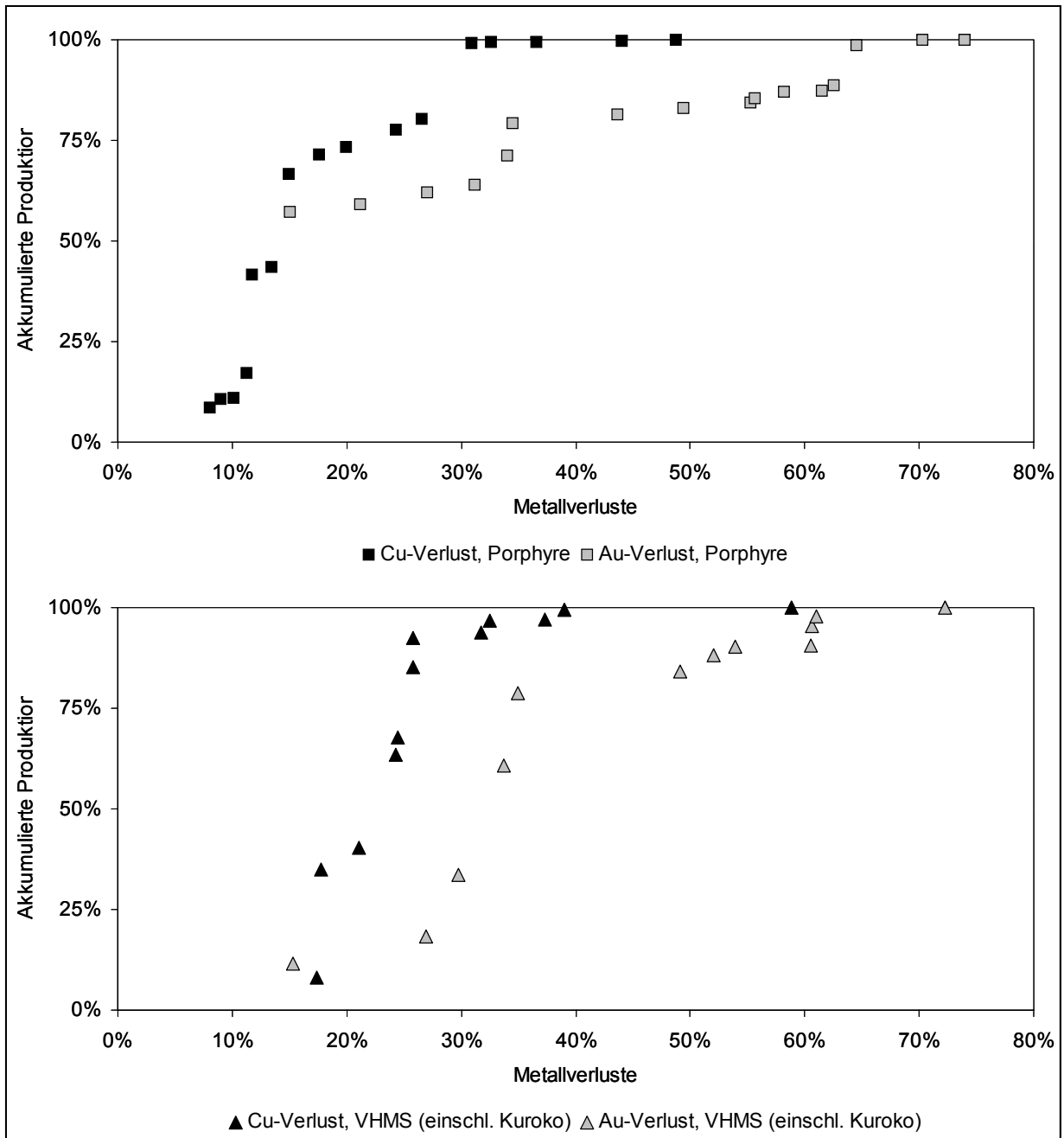


Abbildung 44: Vergleich von Kupfer- und Goldverlusten in porphyrischen und VHMS-Lagerstätten unter Berücksichtigung der Metallproduktion aus den beiden Lagerstättentypen für das jeweilige Metall.

Dass 50% der Goldproduktion aus den betrachteten Minen mit einem Verlust von nur ca. 15% produziert wird, ist auf die aus der Mine Grasberg/Ertsberg stammenden Goldproduktion zurückzuführen. Dort werden alleine jährlich über 90 t Gold bei geringen Verlusten produziert. Etwa die Hälfte der Lagerstätten verliert jedoch über 50% des im hereingewonnenen Erz vorliegenden Goldes.

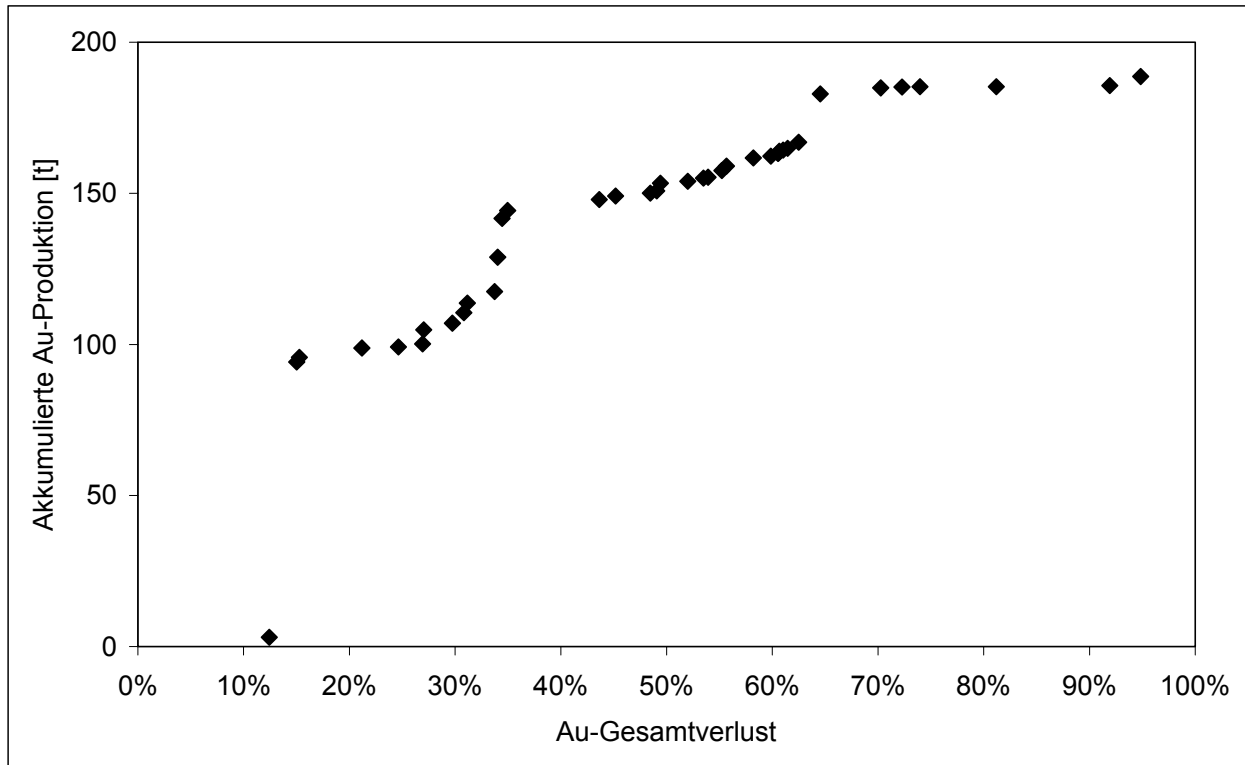


Abbildung 45: Höhe der Verluste des in der Ausgangsreserve enthaltenen Goldes in Bezug zur Au-Produktion der jeweiligen Minen.

7.5 Zusammenfassende Betrachtung der Einflussgrößen

Ein Vergleich der Lagerstättentypen in Bezug auf die in Abbau und Aufbereitung nicht konzentrierten Kupfermengen zeigt Unterschiede auf, die auf die geologische Ausgangssituation zurückzuführen sind. Die Gesamtverluste lassen sich in vier Kategorien untergliedern. Die abbaubedingten Verluste setzen sich zusammen aus der Verlustmenge an Kupfer, die durch übermäßigen Abbau verursacht wird und der Verlustmenge, die die Folge untertägiger Gewinnungsmethoden ist. Die in der Aufbereitung des Erzes auftretenden Verluste werden in die in der Flotation anfallenden Verluste und die durch die Laugung und das SX-EW Verfahren hervorgerufenen Verluste unterteilt.

Aus den in den vorigen Kapiteln detailliert beschriebenen Ergebnissen ergeben sich je nach Lagerstättentyp bei Betrachtung der Kategorien Abbauverlust unter Tage, Abbauverlust Tagebau, Verlust Laugung, Verlust Flotation unterschiedliche Verteilungsmuster der Verluste. Die in Abbildung 46 angegebenen prozentualen Angaben beziehen sich jeweils auf die Gesamtmenge der Kupferverluste je Lagerstättentyp.

Skarne und Porphyre weisen ein ähnliches Verteilungsmuster auf und unterscheiden sich somit deutlich von dem Verteilungsmuster der Verluste von stratiforme sedimentgebundenen und VHMS Lagerstätten.

Wird Kupfer aus porphyrischen Lagerstätten oder Skarn Lagerstätten gewonnen, tritt die Hauptmenge der Verluste in der Flotation und in der Laugung auf. Der hohe Anteil der Verluste durch die Laugung ist auf das relativ schlechte Ausbringen in dieser Aufbereitungsmethode zurückzuführen. Die Abbauverluste sind gering, da die meisten Lagerstätten über Tage abgebaut werden und mit diesem Abbaufahren ein hohes Ausbringen erzielt wird. Untertägige Abbaufahren werden nur in einigen Fällen angewandt. Sie liefern im Einzelfall zwar hohe Abbauverluste, machen aber an den Gesamtverlusten einen geringen Anteil aus.

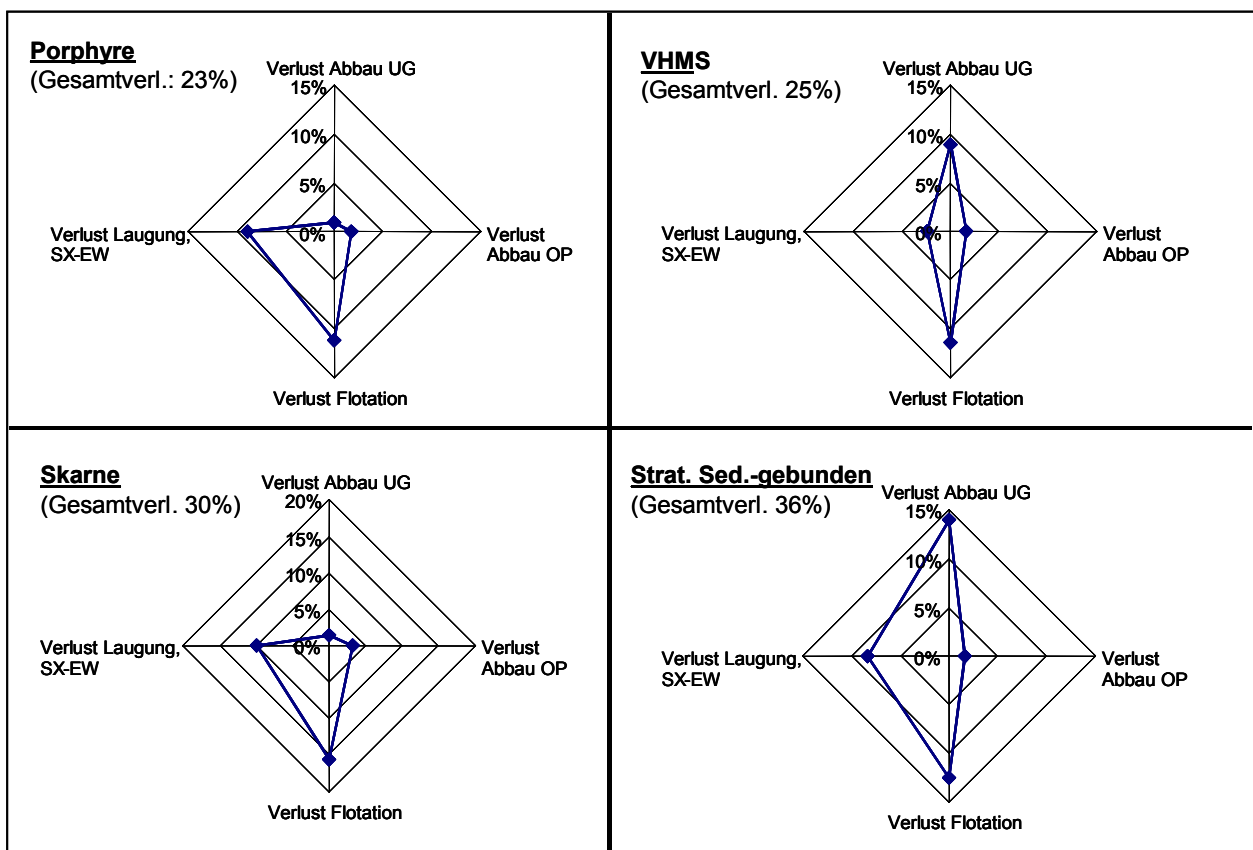


Abbildung 46: Unterschiedliche Verteilungsmuster der Kupferverluste für die verschiedenen Lagerstättentypen. Die Abbildungen zeigen jeweils die Zusammensetzung der Gesamtverluste, die sich durch Addition der vier Verlustkategorien ergeben.

In VHMS Lagerstätten und stratiform sedimentgebundenen Lagerstätten stammt der Großteil des nicht extrahierten Kupfers aus untertägigen Abbaufahren und der Flotation. Diese Lagerstätten sind überwiegend in größerer Teufe anzutreffen, weshalb der Tagebau kaum eine Rolle spielt und somit auch nur einen kleinen Anteil am Gesamtverlust hat. Auch die Laugung mit dem anschließenden SX-EW Verfahren kommt nur in Ausnahmen zum Einsatz. Aufgrund ihrer Teufe fehlen diesen Lagerstättentypen die oxidischen Erze.

7.6 Die zukünftigen Kupferverluste

Die Betrachtung der heutigen Kupferverluste zieht unweigerlich die Frage nach den in Zukunft zu erwartenden Kupferverlusten nach sich. Dieser Frage soll im Folgenden nachgegangen werden.

Um die zukünftigen Kupferverluste zu quantifizieren, müssen diese Verluste zunächst für jeden Einzelstandort berechnet werden. Hierzu werden die Reserven in drei Gruppen unterteilt: Reserven in Minen, die bereits in Produktion sind (Basisjahr 1998), Reserven in Lagerstätten, die erst in Zukunft abgebaut werden („Feasibility-Status“) und schließlich Standorte, an denen die Produktion eingestellt wurde.

Die Gesamtmenge der in der vorliegenden Arbeit erfassten Reserven beträgt 547,6 Mt Kupfer. Der größte Teil dieser Reserven entfällt auf die produzierenden Minen (385,5 Mt). 150,8 Mt werden aus in Zukunft neu aufgefahrenen Minen gewonnen werden und 11,3 Mt lagern in Lagerstätten, die nicht mehr betrieben werden.

7.6.1 Reserven in aktuellen Produktionsstandorten

Im ersten Arbeitsschritt zur Berechnung der zukünftig auftretenden Kupferverluste wurden die zu erwartenden, nicht extrahierten Kupfermengen für die in Produktion befindlichen Minen berechnet. Dabei wurden folgende Annahmen getroffen:

- a) Das jeweilige Abbaufahren wird beibehalten.
- b) Der Technikstandard in Abbau und Aufbereitung wird sich in den nächsten Jahren nicht ändern.

Annahme a) ermöglicht eine Abschätzung der durch den Abbau bedingten Verluste. Diese Annahme kann in Einzelfällen zu einem Fehler führen, der aber in Bezug auf die gesamten Kupferverluste vernachlässigbar ist. Es ist nötig mit dieser Annahme zu arbeiten, da keine ausreichenden Daten über mögliche Umstellungen der Abbaufahren vorliegen. Annahme b) wird getroffen, da die heutigen Werte für das Ausbringen im Prozess der Laugung bzw. der Flotation auf das zukünftige Ausbringen für die Reserven übertragen werden können. In Minen, in denen sich in Zukunft eine Änderung des hereingewonnenen Erztyps ergibt, was eine neue Aufbereitungsmethode bedingt, wurde für das Ausbringen in dem zukünftig eingesetzten Prozess der ungewichtete Mittelwert des Ausbringens (1998) der in Produktion befindlichen Minen des jeweiligen Lagerstättentyps eingesetzt.

7.6.2 Reserven in zukünftigen Produktionsstandorten

Für die Reserven in Standorten im „Feasibility-Status“ wurde ebenfalls der zu erwartende Kupferverlust errechnet. Anders als in den bereits in Produktion befindlichen Minen, muss für diese Standorte eine verbesserte Technik und somit ein höheres Ausbringen im Aufbreitungsprozess angenommen werden. Zum einen ist ein technischer Fortschritt in Zukunft wahrscheinlich, zum anderen ist anzunehmen, dass in neuen Minen die jeweils zum Zeitpunkt der Inbetriebnahme beste verfügbare Technik eingesetzt werden wird. Um eine Abschätzung der Kupferverluste für zukünftige Produktionsstandorte zu treffen, in die diese Aspekte einfließen, wurde für das Ausbringen im Aufbereitungsprozess der Wert eingesetzt, der 1998 das Ausbringen der effektivsten 10% der Produktionsstandorte kennzeichnet.

Für den Prozess der Laugung wurde der Wert aus allen produzierenden Lagerstätten, die diese Methode anwenden, ermittelt. Es wurde keine Unterteilung in Lagerstättentypen vorgenommen, da überwiegend die oxidischen Erze porphyrischer Lagerstätten gelaugt werden. Die geringe Anzahl der übrigen Laugung betreibenden Lagerstätten lässt keine Aussage über das durchschnittliche Ausbringen in den jeweiligen Lagerstättentypen zu. Für die Flotation lässt sich dagegen eine solche Unterteilung vornehmen. Die Analyse zeigt, dass Unterschiede im Ausbringen zwischen den Lagerstättentypen bestehen. Für Skarnlagerstätten ergibt sich, dass 10% der Lagerstätten ein Ausbringen im Prozess von über 90% erreichen. Ebenfalls mit über 90% Ausbringen in der Flotation produzieren die „besten“ 10% der porphyrischen Lagerstätten, wogegen die „besten“ 10% der VHMS- und stratiform sedimentgebundenen Lagerstätten mit jeweils mindestens 93% Ausbringen arbeiten.

Standorten, deren Lagerstättentyp nicht bekannt ist, wurde der niedrigere Wert für das Ausbringen in der Flotation (90%) zugewiesen. Für alle Standorte, in denen oxidische Erzreserven lagern, wird angenommen, dass die in der Regel oberflächennah vorkommenden Erze im Tagebau hereingewonnen werden. Ebenso wird davon ausgegangen, dass alle in Zukunft in Betrieb gehenden porphyrischen Lagerstätten im Tagebau produzieren werden.

Es wird davon ausgegangen, dass die im Abbau auftretenden Verluste in erster Linie durch die Geometrie des Erzkörpers bedingt sind und dass der Technikstandard hier eine untergeordnete Rolle spielt. Ist der Lagerstättentyp eines Standortes bekannt, wird ihm der durchschnittliche Verlust (ungewichteter Mittelwert) der 1998 produzierenden Minen dieses Lagerstättentyps zugewiesen. Dieses gilt sowohl für den übertägigen als auch für den untertägigen Abbau. Ist der Lagerstättentyp nicht bekannt und wird sulfidisches Erz

verarbeitet, wird davon ausgegangen, dass die Gewinnung unter Tage erfolgt, und es wird ein pauschaler Verlust von 15% eingesetzt.

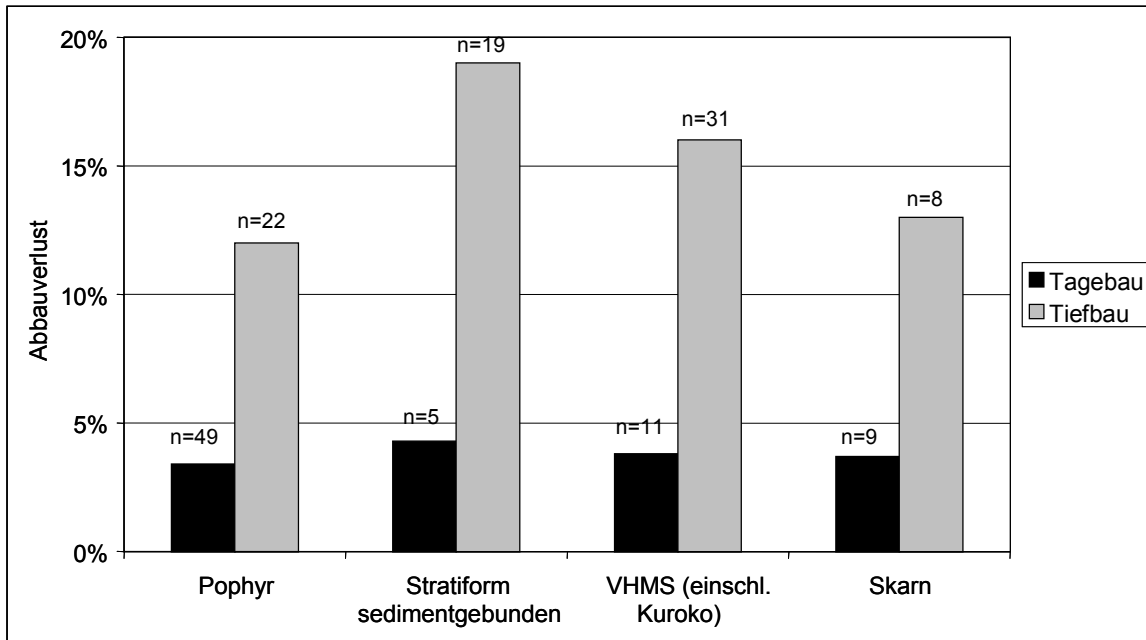


Abbildung 47: Durchschnittliche Abbauverluste nach Lagerstättentypen jeweils für Gewinnung im Tagebau und Tiefbau.

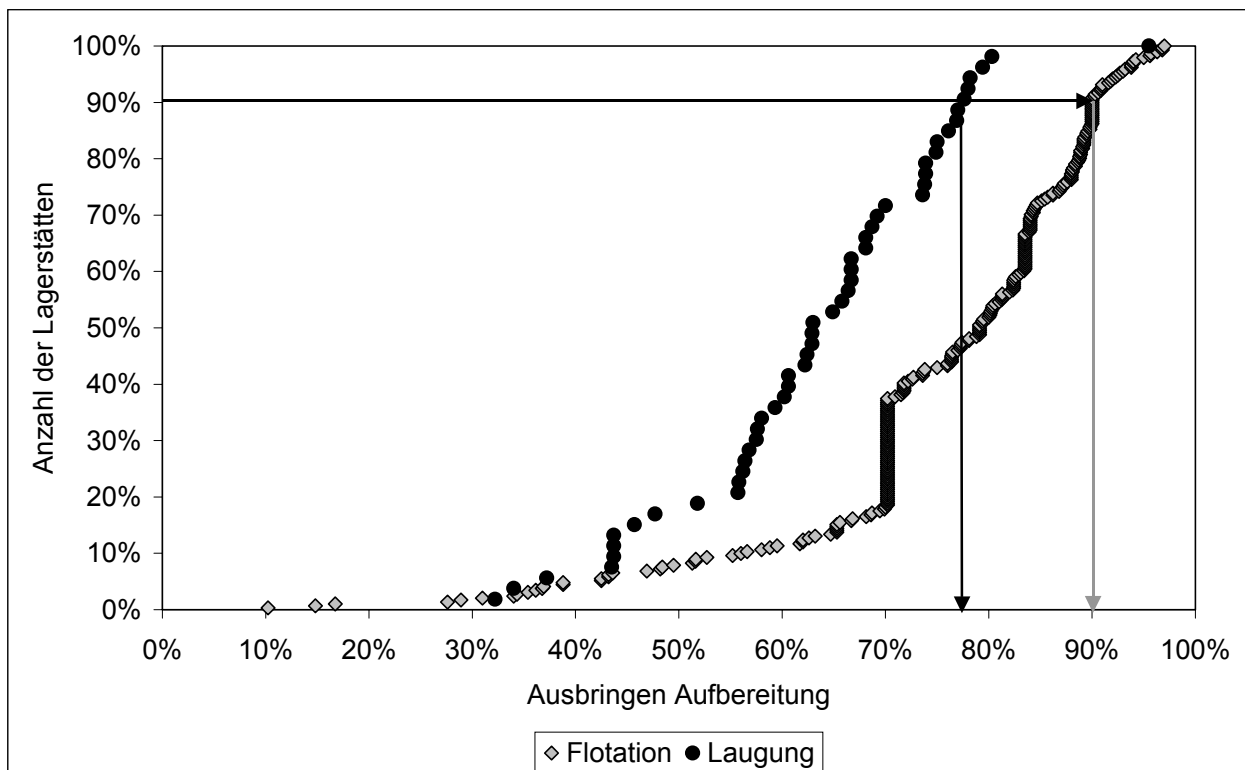


Abbildung 48: Kumulative Häufigkeitsverteilung des Ausbringens in den Aufbereitungsmethoden Flotation und Laugung.

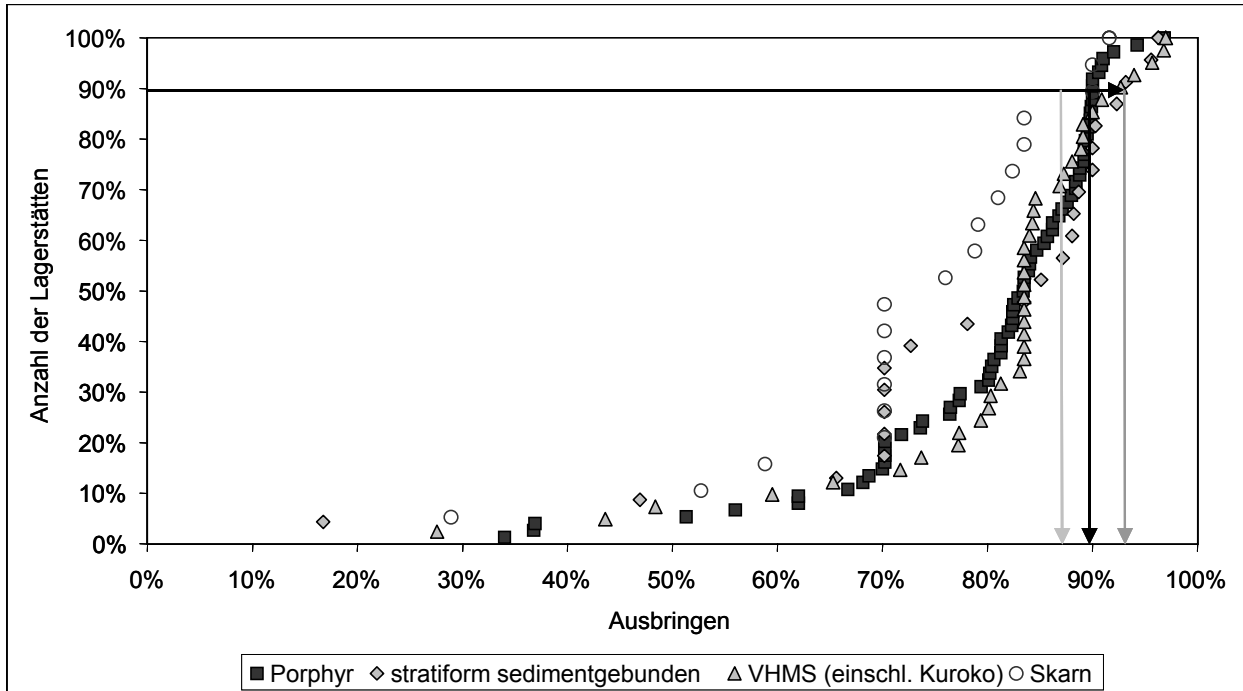


Abbildung 49: Kumulative Häufigkeitsverteilung des Ausbringens in der Flotation für verschiedene Lagerstättentypen.

7.6.3 Zukünftige Verluste

Produzierende Minen

Die oben genannten Annahmen wurden in die Berechnung der nicht extrahierten Kupfermengen integriert. Die Berechnung ergab einen zu erwartenden Kupferverlust in den produzierenden Minen von 87,5 Mt, was bedeutet, dass 22,7% der bekannten Reserven in den heute produzierenden Minen nicht extrahiert werden werden. Dieser Verlustwert liegt unter dem für das Jahr 1998 berechneten Wert von 26% nicht extrahierten Kupfers.

Zukünftige Produktionsstandorte

Die Lagerstätten, aus denen erst in Zukunft Kupfer gewonnen werden wird, beinhalten 237 Mt Cu. Der weitaus größte Teil dieser Reserven liegt als sulfidisches Erz vor. Ca. 35 Mt Cu sind in den oxidischen Erzen enthalten.

Insgesamt belaufen sich die errechneten Verluste für diese Standorte auf 47 Mt Kupfer, was 19% des in der Reserve enthaltenen Metalls entspricht. Der Anteil an nicht extrahiertem Kupfer liegt somit 7% unter dem heutigen Wert. Diese Verringerung der Verluste ist in erster

Linie auf die angenommene Steigerung im Ausbringen in der Flotation sowie der Laugung zurückzuführen. Nur 0,2 Mt von 2 Mt aus der Laugung gewonnenen Kupfers werden heute mit einem Ausbringen von über 77,3% produziert. Von insgesamt 10,06 Mt werden 2,26 Mt Cu im Zuge der Flotation mit einem Ausbringen von mehr als 90% gewonnen.

Die Auswertung der Verluste in den zukünftig produzierenden Minen nach Lagerstättentypen ergibt, dass die geringsten Verluste in porphyrischen Lagerstätten zu erwarten sind (15,5%). In den VHMS-Lagerstätten (einschließlich Kuroko Lagerstätten) wird Kupfer durchschnittlich mit einem Verlust von 22,2% gewonnen. In stratiform sedimentgebundenen Lagerstätten ist mit 24,8% ein noch höherer Kupferverlust zu erwarten. In allen drei Fällen fallen die Verluste im Vergleich zu den für 1998 berechneten Werten. Während die Verringerung bei den VHMS Lagerstätten relativ gering ist (von 25% auf 22,2%), tritt bei den porphyrischen und den stratiform sedimentgebundenen Lagerstätten eine Reduzierung der Verluste um ca. $\frac{1}{3}$ ein. Über die Aufteilung der Verluste auf die einzelnen Prozessschritte in Skarnlagerstätten lässt sich aufgrund der zu geringen Datendichte keine Aussage treffen.

Nachfolgende Abbildung zeigt für die zukünftigen Produktionsstandorte, aufgeteilt nach Lagerstättentypen, welchen Anteil die einzelnen Prozessschritte am Gesamtverlust haben.

In porphyrischen Lagerstätten wird auch in Zukunft der Hauptanteil der auftretenden Verluste aus der Flotation und der Laugung resultieren. Das Verteilungsmuster der Verluste ist vergleichbar mit den heutigen Verlusten. In den stratiform sedimentgebundenen Lagerstätten wird sich nach der hier vorliegenden Berechnung der Verlustanteil, der in der Laugung auftritt, verringern. Durch eine angenommene deutliche Verbesserung der Technik gehen die Flotationsverluste zurück. Untertägige Abbaufverfahren tragen den Großteil der Verluste in diesem Lagerstättentyp bei. In den VHMS Lagerstätten wird der Anteil der Verluste an den Gesamtverlusten, die auf den Abbau unter Tage zurückzuführen sind, zunehmen, während ein höherer Technikstandard zu der Verringerung der Verluste in der Flotation beiträgt.

7. Die globalen Kupferverluste

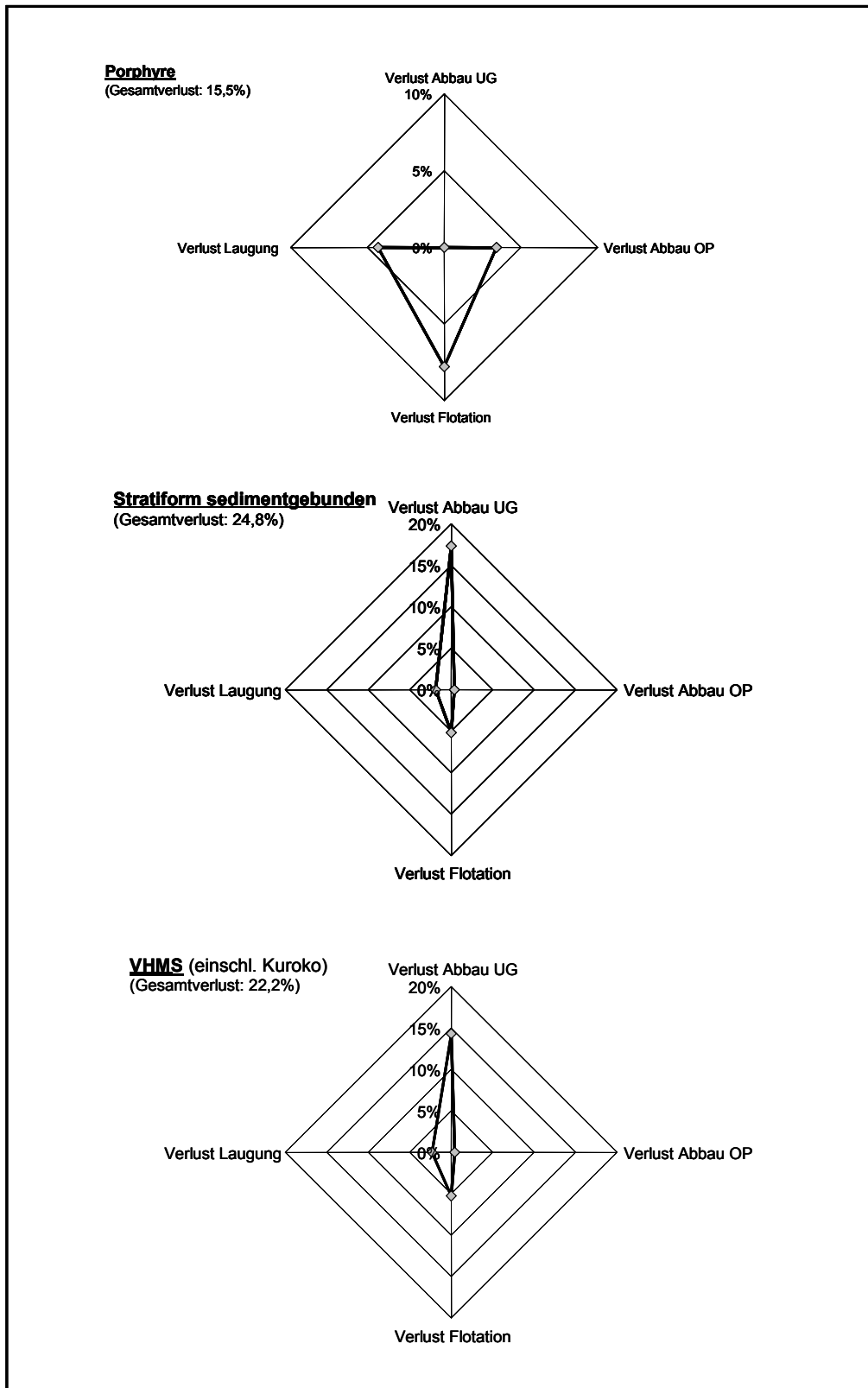


Abbildung 50: Anteile der einzelnen Prozessschritte am Gesamtverlust je Lagerstättentyp, dargestellt für die zukünftigen Produktionsstandorte.

7.7 Einfluss der Verluste auf die Lebensdauer

Als Kenngröße zur Charakterisierung der Rohstoffverfügbarkeit wird häufig die statische Lebensdauer herangezogen. Die Berechnung der statischen Lebensdauer erfolgt auf Grundlage der derzeit bekannten Reserven. Da auch in Zukunft Verluste auftreten werden, sollten die nicht extrahierten Metallmengen in der Analyse bezüglich der Reichweite von Reserven berücksichtigt werden.

Die in der vorliegenden Arbeit erfassten produzierenden Minen lieferten 1998 12,05 Mt Kupfer. Bei einer gesamten Reservenmenge von 182,2 Mt Cu ergibt sich eine statische Lebensdauer von 53 Jahren. Die Reservenmenge setzt sich aus den Reserven in produzierenden Minen, Reserven in zukünftigen Produktionsstandorten und Reserven in bereits geschlossenen Bergbaubetrieben zusammen. Unter Einbeziehung der zu erwartenden Verluste verringert sich die statische Lebensdauer auf 40 Jahre. Hierbei gelten alle Reserven in stillgelegten Bergbaubetrieben als Verlust, da sie zunächst nicht für die Gewinnung zur Verfügung stehen, auch wenn eine spätere Verarbeitung nicht grundsätzlich ausgeschlossen ist.

Eine realistischere Zahl, um eine Aussage über die tatsächliche Verfügbarkeit von Kupfer zu gewinnen, bietet die dynamische Lebensdauer. Nach GRASSMANN (2003) beschreibt folgende Gleichung die dynamische Lebensdauer für die Annahme, dass die Kupferproduktion um jährlich 1% wächst:

$$\text{Dynamische Lebensdauer } n = \frac{\ln\left(\frac{R}{P} + 100\right) - \ln(101)}{\ln(101) - 2 * [\ln(10)]}$$

n = Anzahl Jahre [a]; R = Reservenmenge [Mt]; P = Jahresproduktion [Mt]

Berücksichtigt man neben den durch die Verluste verringerten Reservenmengen auch die wachsende Kupferproduktion der kommenden Jahre, fällt die Lebensdauer kennzahl auf 33 Jahre. Der Einfluss der zukünftigen Verluste auf die Lebensdauer bewegt sich also in der gleichen Größenordnung wie der Einfluss der hier zugrunde gelegten jährlichen, 1%-igen Produktionssteigerung. Metallverluste, die aus Abbau und Aufbereitung resultieren, müssen in die Berechnung der Lebensdauer von Rohstoffen integriert werden, soll eine realistische Aussage über die Reichweite, und somit über die zukünftige Verfügbarkeit, angestrebt werden.

8 Statistische Entropie in der Bewertung des Stoffhaushalts von Metallen

Bei der Analyse von Stoffströmen metallischer Rohstoffe werden zunächst die in den einzelnen Prozessen der Gewinnung, Produktion, Nutzung, Recycling und Deponierung anfallenden Massenströme betrachtet. Neben der Frage nach den ausgelösten Massenströmen stellt sich aber auch die Frage, inwieweit Substanzen durch diese Prozesse angereichert oder verdünnt werden. Eine Bewertung von Konzentrationen kann auf Basis der Entropiebilanz erfolgen.

Stellt man die Metallverluste in den Kontext der Nachhaltigen Entwicklung, ergibt sich die Frage nach einer Bewertung hinsichtlich dieses Themenfeldes. Eine Bewertung kann allerdings nicht auf Basis einer Kennziffer erfolgen. Bei Betrachtung von mehreren Aspekten stellt sich das Problem der Gewichtung der einzelnen Faktoren zueinander. So müssten beispielsweise für eine umfassende Betrachtung u.a. für Verluste, Produktion und Kupfergehalt eine Wichtung erfolgen. Es gilt zu beurteilen, ob z.B. geringe Verluste positiver zu bewerten sind als eine hohe Kupferproduktion oder ein hoher Kupfergehalt. Die Methode der Statistischen Entropie bietet die Möglichkeit einer integrierten Betrachtung verschiedener Faktoren und kann somit als Teilindikator zur Bewertung der Rohstoffeffizienz herangezogen werden.

In den vorangegangenen Kapiteln wurden die Kupferverluste in Abbau und Aufbereitung berechnet, und es wurde untersucht, inwieweit geologische Faktoren sich auf die Höhe und die Verteilung der Verluste auswirken. Anhand des Verlustanteils an der in Anspruch genommenen Reserve alleine lässt sich aber keine Aussage bezüglich der nachhaltigen Rohstoffnutzung treffen. Gleich hohe prozentuale Kupferverluste können hinsichtlich der Nachhaltigkeit unterschiedlich zu bewerten sein. So können z.B. zwei Minen identische Kupfermengen mit identischen Verlusten produzieren, aber die Konzentrate erreichen unterschiedliche Cu-Gehalte. In Mine A wird eine größere Konzentratmenge mit weniger Cu produziert, während Mine B geringere Konzentratmengen mit höheren Cu-Gehalten herstellt. Um solche Unterschiede in den Massenbilanzen betrachten zu können, wurde das Mittel der Relativen Statistischen Entropie gewählt. Ein nachhaltiger Umgang mit den Metallreserven erfordert nicht nur eine hohe Lagerstättenausnutzung, sondern auch eine effiziente Konzentration des Metalls im Laufe des Prozesses. Auf Grundlage der Statistischen Entropie wird im Folgenden untersucht, wie effizient, im Hinblick auf ihren Metallinhalt, eine Lagerstätte ausgenutzt wird.

VON GLEICH (2001) sieht in der Entropieproduktion, ausgehend von der Lagerstätte über Produktion und Nutzung bis hin zu Deponierung und Recycling, einen zentralen Bewertungsansatz für ein nachhaltiges Stoffstrommanagement. Demnach wäre das

maximale Entropieniveau erreicht, wenn das betrachtete Metall statistisch gleichmäßig in der Erdkruste verteilt wäre (entspricht dem Clarke-Wert). Diese Durchschnittsgehalte werden in Lagerstätten um ein Vielfaches übertroffen (Anreicherungsfaktor). Für Eisen beträgt der Anreicherungsfaktor 5, für Kupfer 80 und für Gold 250 (EVANS, 1993).

Lagerstätten sind durch ein niedrigeres Entropieniveau als die Erdkruste gekennzeichnet, da in ihnen die Metalle angereichert sind. Dieses Entropieniveau wird durch die Konzentration in der Aufbereitung und Verhüttung weiter verringert. Durch die Herstellung von Gütern und deren Nutzung erfolgt eine Verringerung des Ordnungsniveaus. Nach VON GLEICH (2001) besteht der Vorteil der Ergänzung von Ökobilanzen um die Entropiebilanz darin, dass ein Maß für die Ressourceneffizienz eingeführt wird, der Ressourcenverbrauch in der Wirkungsbilanz der Ökobilanz hervorgehoben wird und ein physikalisches Maß für die Qualität von Recyclingprozessen gegeben ist.

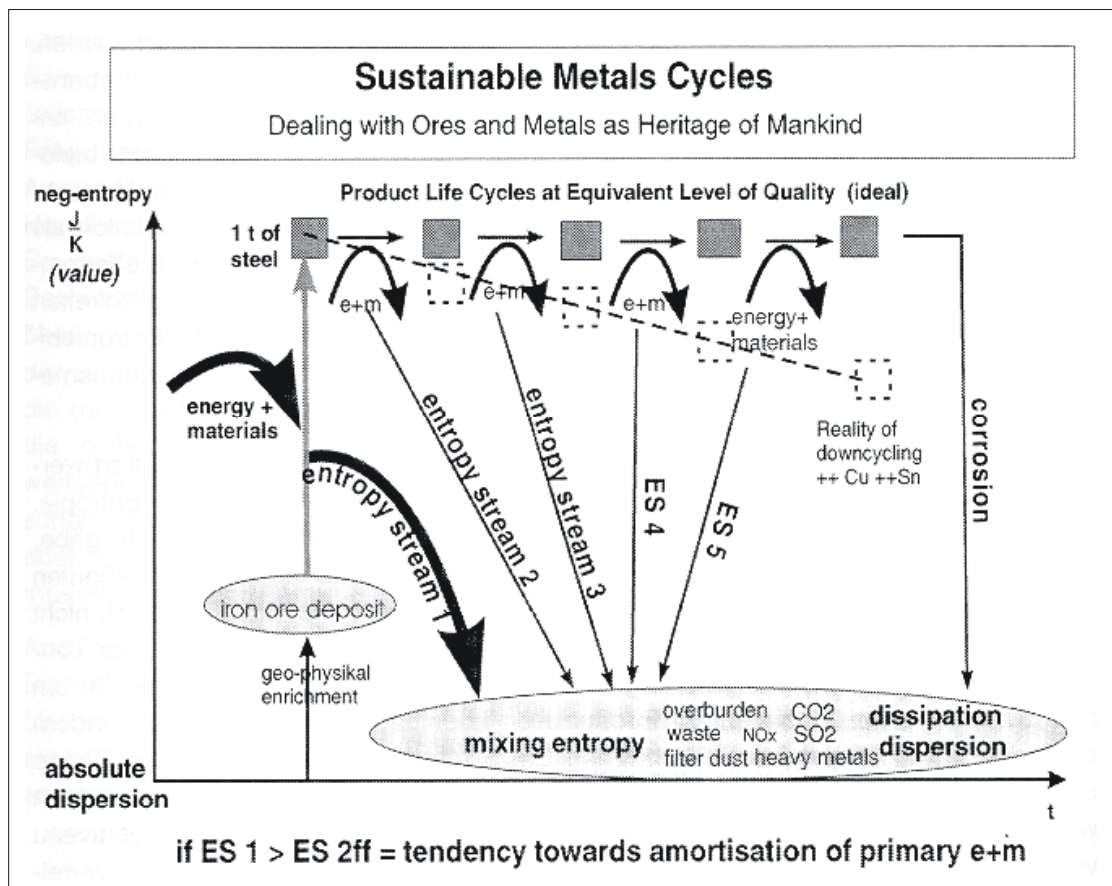


Abbildung 51: Schematische Darstellung der durch die Produktion von Metallen (hier am Beispiel von Stahl) ausgelösten Entropieströme (VON GLEICH, 2001). Dargestellt ist die Annahme des „optimalen Recyclings“ auf gleichem Entropieniveau und die reale Situation des „Downcyclings“ z.B. durch Verunreinigungen.

RECHBERGER (2002) wendet zur Charakterisierung von Stoffbilanzen metallischer Rohstoffe die Methode der Statistischen Entropie an.

Information und Entropie eines Systems sind gegenläufig. Bei Zunahme der Entropie nimmt die systemimmanente Information ab und umgekehrt. In einem abgeschlossenen System nimmt die Entropie zu und die Information ab, bis ein Gleichgewichtszustand erreicht ist, der durch maximale Entropie und minimale Information gekennzeichnet ist. In einem nicht im Gleichgewicht befindlichen System ist das Anwachsen der Entropie immer mit dem Anwachsen von Ordnung und Information in einem Teilsystem verbunden, in dem die Entropie abnimmt. Zerlegt man ein noch nicht im Gleichgewicht befindliches System in zwei Teilsysteme, so nimmt in dem Teilsystem mit der höheren spezifischen Entropie die Entropie ab und in dem Teilsystem mit der niedrigeren spezifischen Entropie zu, wobei die Gesamtentropie zunimmt.

Am Beispiel einer Tonne Erz mit einem Kupfergehalt von 1% soll das Prinzip der Entropieänderung kurz erläutert werden. Wird das Erz einem fiktiven, aber technisch realisierbaren Prozess, der 50% des Cu extrahiert, zugeführt, erhält man 10kg Cu-Konzentrat mit 5 kg Kupfer. In 990 kg Tailings sind noch 0,5% Cu enthalten. Eine maximale Ordnung, also ein Minimum an Entropie wäre gegeben, wenn der Prozess das gesamte Metall extrahieren könnte und 10 kg Cu auf der einen und 990 kg Tailings (mit 0% Cu) auf der anderen Seite produzieren würde. Ein solcher Prozess ist jedoch technisch nicht realisierbar. Mit Hilfe der Statistischen Entropie können die verschiedenen Ordnungszustände quantifiziert werden.

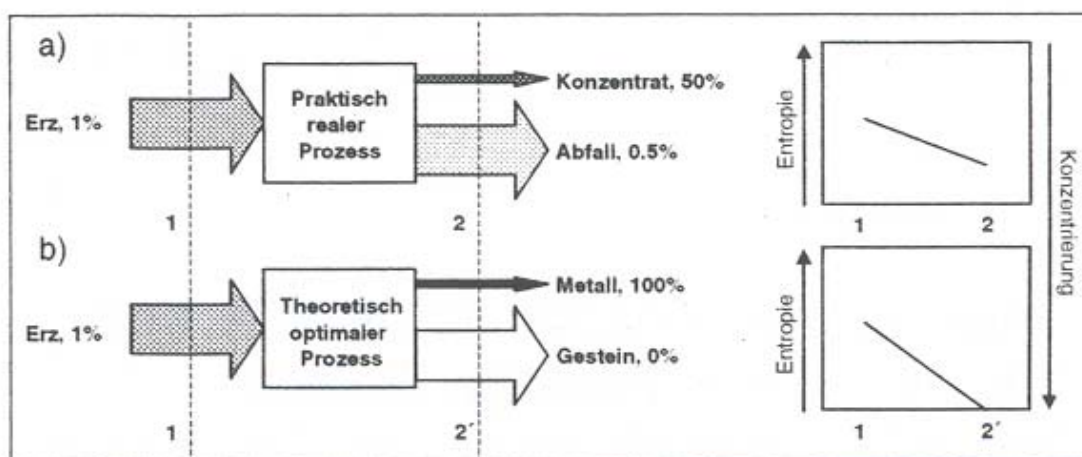


Abbildung 52: Entropieänderung durch Konzentrationsprozesse: Vergleich von realem und theoretisch optimalen Prozess. Die Graustufen in der Pfeile geben die Kupferkonzentrationen wieder (weiß: 0% Cu; schwarz: 100% Cu). (RECHBERGER, 2002)

Beispielhaft berechnet RECHBERGER (2002) die Entropieniveaus in den einzelnen Prozessschritten der Kupferproduktion in Europa. Die Berechnung basiert allerdings auf der fiktiven Annahme eines in Bezug auf die Kupferversorgung autarken Europas. Die Statistische Entropie ist dabei standardisiert und als Relative Statistische Entropie (RSE) eine Maßzahl im Intervall zwischen 0 und 1. Bei der Betrachtung von 1 kg Kupfer, ist die $RSE=0$, wenn 1 kg Cu in reiner Form vorliegt. Das Maximum der Entropie ($RSE=1$) bedeutet, dass 1 kg Kupfer mit anderen Materialien so vermischt ist, dass die Mischung dem durchschnittlichen Cu-Vorkommen in der Erdkruste entspricht. Kupfererz mit einem Cu-Gehalt von 1% liegt im mittleren Bereich der RSE. Durch die Erzeugung von Kathodenkupfer wird dieser Wert verringert, kann aber nicht auf 0 sinken, da kupferhaltige Abfälle (Tailings, Schlacke) anfallen. Nach RECHBERGER (2002) drücken sich die auftretenden Verluste im Abstand zur Nulllinie aus.

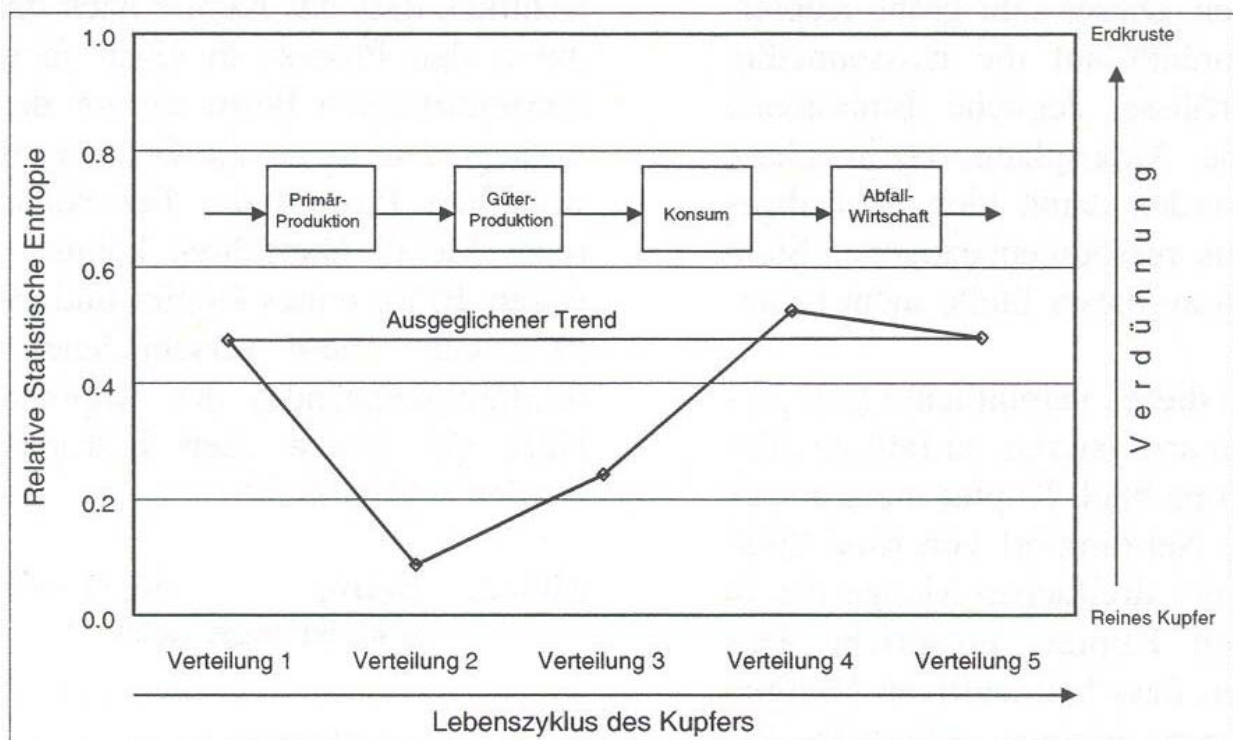


Abbildung 53: Verlauf der Relativen Statistischen Entropie für die Kupferverteilungen im System „Autarkes Europa“ (RECHBERGER, 2002). Das Gesamtsystem zeigt einen ausgeglichenen Trend.

8.1 Mathematischer Hintergrund

Die im Nachfolgenden beschriebene mathematische Herleitung and Anwendung findet sich bei RECHBERGER & BRUNNER (2002). Sie betrachten ein System als einen Prozess, der ein Input-Set an Konzentrationen in ein Output-Set an Konzentrationen überführt. Die Input- und

Output-Güter eines Systems werden als ein Set von Elementkonzentrationen ($[c_i]$, $[c_o]$) und als ein Set von Massenflüssen ($[m_i]$, $[m_o]$) definiert.

In gleicher Weise können die Massenströme betrachtet werden. Ein System kann konzentrieren oder verdünnen oder die Konzentration der durchgesetzten Substanzen unverändert lassen. Die Differenz zwischen der Inputkonzentration (X) und der Outputkonzentration (Y) definiert die Konzentrationsänderung, also ob ein System eine Konzentration ($X-Y>0$) oder eine Verdünnung ($X-Y<0$) zur Folge hat.

Zur Berechnung wird eine mathematische Funktion aus dem Bereich der Informationstheorie benutzt. Die Informationstheorie wurde von SHANNON (1948) begründet und misst den Verlust oder Gewinn an Information innerhalb eines Systems. In der Statistik wird die sogenannte „Shannon-Entropie“ oder „Statistische Entropie“ verwendet, um die Varianz von Wahrscheinlichkeitsverteilungen zu messen.

Die statistische Entropie H einer finiten Wahrscheinlichkeitsverteilung wird wie folgt definiert:

$$H(P_i) = -\lambda \cdot \sum_{i=1}^k P_i \cdot \ln(P_i) \geq 0 \quad (1)$$

$$\sum_{i=1}^k P_i = 1 \quad (2)$$

Hier ist P_i die Wahrscheinlichkeit mit der ein Ereignis eintritt. In der statistischen Mechanik ist λ das Verhältnis der Gaskonstante zur Avogadro'schen Zahl. In der Informationstheorie wird λ durch den Term $1/(\ln 2)$ ersetzt, wodurch der natürliche Logarithmus in Gleichung (1) in den Logarithmus zur Basis 2 (ld) umgeformt wird.

P_i wird ersetzt durch die relativen Konzentrationen c_{ij}/c_j , die einen Wert zwischen 0 und 1 annehmen können. Sie sind ein Maß für die Verteilung einer Substanz j in den eingesetzten Gütern.

$$H^I(c_{ij}) = ld(c_j) - \frac{1}{c_j} \cdot \sum_{i=1}^k c_{ij} \cdot ld(c_{ij}) \quad (3)$$

$$c_j = \sum_{i=1}^k c_{ij} \quad (4)$$

Hier gilt $i = 1, \dots, k; j = 1, \dots, n$. c_{ij} ist die Konzentration der Substanz j im Gut i . k gibt die Anzahl der Güter und n die Anzahl der untersuchten Substanzen an. Das Maximum von H^I ist erreicht, wenn $c_{1j} = c_{2j} = \dots = c_{kj} = c_j/k$. Dann wird Gleichung (3) zu

$$H_{\max}^I = ld(k) \quad (5)$$

Für alle möglichen Sets von Konzentrationen variiert H^I zwischen 0 und $ld(k)$. Da H^I eine Funktion der Güteranzahl (k) ist, können mit der relativen statistischen Entropie H_{rel}^I Sets mit unterschiedlichen Güteranzahlen verglichen werden. H_{rel}^I ist dimensionslos und die Werte liegen für alle möglichen Sets an Konzentrationen zwischen 0 und 1.

$$H_{rel}^I(c_{ij}) = \frac{H^I(c_{ij})}{H_{\max}^I} = \frac{H^I(c_{ij})}{ld(k)} \quad (6)$$

Zur Quantifizierung des Massenflusses ist eine Modifizierung von Gleichung (3) notwendig. Die durchschnittliche Konzentration eines Gutes (c_{ij}) wird nach dem Massenfluss (\dot{m}_i) dieses Gutes gewichtet. \dot{m}_i gibt die Häufigkeit des Auftretens der Konzentration c_{ij} an. Die Entropie der massengewichteten Konzentrationen ist demnach:

$$H^{II}(c_{ij}, \dot{m}_i) = ld(\dot{X}_j) - \frac{1}{\dot{X}_j} \sum_{i=1}^k \dot{m}_i \cdot c_{ij} \cdot ld(c_{ij}) \quad (7)$$

$$\dot{X}_j = \sum_{i=1}^k \dot{m}_i \cdot c_{ij} \quad (8)$$

\dot{m}_i ist der Massenfluss des Gutes i und \dot{X}_j ist der gesamte Substanzfluss, der durch das Set an Gütern ausgelöst wird.

Mit einer weiteren Modifikation der Ausgangsgleichung können flüssige (a) und gasförmige (g) Emissionen analysiert werden. Im Gegensatz zu den Produkten, werden die Emissionen in Luft und Wasser verdünnt, was eine Entropiezunahme bedeutet. In den nachfolgenden Gleichungen steht der Index „geo“ für die natürliche, geogene Konzentration von Substanzen in der Atmosphäre und der Hydrosphäre. Diese Werte dienen als Referenzwerte, um eine Beschreibung der Verdünnung zu ermöglichen.

$$H^{III}(c_{ij}, \dot{m}_i) = ld(\dot{X}_j) - \frac{1}{\dot{X}_j} \sum_{i=1}^k \dot{m}_i \cdot c_{ij} \cdot ld(c_{ij}) \quad (9)$$

$$\underline{c}_{ij} = \begin{cases} c_{j,geo,g} / 100 \\ c_{j,geo,a} / 100 \\ c_{ij} \end{cases} \quad (10)$$

$$\text{für} \begin{cases} i = 1, \dots, k_g \\ i = k_g + 1, \dots, k_g + k_a \\ i = k_g + k_a + 1, \dots, k \end{cases} \text{für} \begin{cases} \text{gasförmig} \\ \text{flüssig} \\ \text{fest} \end{cases} \left. \vphantom{\begin{matrix} i = 1, \dots, k_g \\ i = k_g + 1, \dots, k_g + k_a \\ i = k_g + k_a + 1, \dots, k \end{matrix}} \right\} \text{Outputs}$$

k ist die Gesamtzahl der Outputgüter, k_g und k_a die Anzahl der gasförmigen bzw. flüssigen Outputs.

$$\underline{\dot{m}}_i = \begin{cases} \frac{\dot{X}_{ij}}{c_{j,geo,g}} \cdot 100 \\ \frac{\dot{X}_{ij}}{c_{j,geo,a}} \cdot 100 \\ \dot{m}_i \end{cases} \quad (11)$$

$$\text{für} \begin{cases} i = 1, \dots, k_g \\ i = k_g + 1, \dots, k_g + k_a \\ i = k_g + k_a + 1, \dots, k \end{cases} \text{für} \begin{cases} \text{gasförmig} \\ \text{flüssig} \\ \text{fest} \end{cases} \left. \vphantom{\begin{matrix} i = 1, \dots, k_g \\ i = k_g + 1, \dots, k_g + k_a \\ i = k_g + k_a + 1, \dots, k \end{matrix}} \right\} \text{Outputs}$$

Der eingeführte Faktor 100 in den Gleichungen (10) und (11) bedeutet, dass die Emissionen (c_{ij}, \dot{m}_i) mit dem geogenen Fluss so gemischt werden, dass die Konzentration des resultierenden Massenflusses ($\dot{m}_i + \dot{m}_{geo}$) 1% größer als $c_{j,geo}$ ist. Nach RECHBERGER (1999) reicht diese Näherung aus, um die Verdünnung in der Umwelt für $c_{ij} \gg c_{j,geo}$ zu beschreiben.

Gleichung (9) quantifiziert für den Output eines Systems die Verteilung einer Substanz j . Das Maximum von H^{III} ist erreicht, wenn die Substanz mit der minimalen geogenen Konzentration ($c_{j,geo,min}$) in die Umwelt eingeleitet wird. Für Schwerminerale beispielsweise wäre das die Atmosphäre, da $c_{j,geo,a} > c_{j,geo,g}$ ist:

$$H_{\max,j}^{III} = ld \left(\frac{\dot{X}_j}{c_{j,geo,min}} \cdot 100 \right) \quad (12)$$

Durch die Gleichungen (6) und (9) bis (12) kann die „Relative Statistische Entropie“ des Outputs $RSE_{j,O} \equiv H_{rel}^{III}$ berechnet werden. In gleicher Weise berechnet sich $RSE_{j,I} \equiv H_{rel}^{II}$ für den Input eines Systems. Die Differenz der RSE_j zwischen Input und Output kann als Substanzkonzentrierungseffizienz („Substance Concentrating Efficiency“, SCE) eines Systems definiert werden. Die SCE wird als prozentualer Wert angegeben.

$$SCE_j = \frac{RSE_{j,I} - RSE_{j,O}}{RSE_{j,I}} \cdot 100 \quad (13)$$

Ein SCE_j -Wert von 100% für die Substanz j bedeutet, dass die Substanz zu 100% in ein reines Outputgut umgewandelt wurde. Sind die Werte für Input und Output identisch, ist $SCE_j=0$. Das System verdünnt also die Substanz weder, noch konzentriert es sie.

Durch die zuvor erläuterten Gleichungen lässt sich für jeden Standort die RSE für den Input (Erzmenge, die in die Aufbereitung eingeht) und den Output (Konzentrat bzw. Tailings) berechnen und im nachfolgenden Schritt die SCE.

Tabelle 6: In die Berechnung der RSE und SCE für die Einzelstandorte eingehende Werte.

c_{ij}	[t/t]	Konzentration	Kupfergehalt in Erz, Konzentrat oder Tailings
$c_{j, geo}$	[t/t]	Konzentration	Geogene Konzentration von Kupfer (=Clark-Wert)
\dot{m}_i	[t/a]	Massenfluss	Menge an Erz, Konzentrat oder Tailings
\dot{X}_j	[t/a]	Substanzfluss	Menge Kupfer
j	[-]	Substanz	Kupfer
i	[-]	Gut	Gut, das Cu enthält (Erz, Konzentrat oder Tailings)
k	[-]	Güteranzahl	Für den Input =1 (Erz) Für den Output =2 (Konzentrat, Tailings)

Wird eine aggregierte Betrachtung nach Lagerstättentyp vorgenommen, bezeichnet \dot{X}_j den gesamten Kupferfluss, also die Menge Cu pro Jahr, die im insgesamt geförderten Erz des Lagerstättentyps enthalten ist. Die Güteranzahl (k) entspricht der Zahl der erfassten Standorte des Lagerstättentyps.

Die berechneten Werte der Statistischen Entropie ($H^I [-]$, $H^{III} [-]$, $H^I_{\max} [-]$, $H^{III}_{\max} [-]$) stellen Wahrscheinlichkeiten dar und sind somit per Definition dimensionslos.

8.2 Berechnung der Relativen Statistischen Entropie

Anders als in den zuvor erwähnten Arbeiten von RECHBERGER wird in der vorliegenden Arbeit die Statistische Entropie nicht auf einen gesamten Stoffstrom angewendet, sondern auf einen Teilausschnitt des Kupferstoffstroms. Betrachtet wird die Kupfergewinnung bis hin zum fertigen Konzentrat. Die nachfolgenden Berechnungen beschränken sich auf durch die Methode der Flotation gewonnenen Kupfermengen. Die Laugung und das nachfolgende SX-EW Verfahren findet fast ausschließlich in porphyrischen Lagerstätten Verwendung. Die Möglichkeit der Vergleichbarkeit der verschiedenen Lagerstättentypen wäre somit nicht gegeben.

8.2.1 Der Input

In die Berechnung der Statistischen Entropie gehen nach zuvor beschriebener Methode die Menge des hereingewonnenen Erzes (\dot{m}_i), welches der Flotation zugeführt wird, der Kupfergehalt im Erz (c_{ij}) sowie die im Erz enthaltene Cu-Menge (\dot{X}_j) ein.

Zunächst wird die Statistische Entropie für jeden betrachteten Standort berechnet. Im Anschluss daran erfolgt die Berechnung der jeweiligen Werte der Relativen Statistischen Entropie (RSE) wie in Gleichung (12) beschrieben. Als geogene Konzentration wird der Clarke-Wert von 0,006 % Cu eingesetzt (MASON & MOORE, 1985).

Obwohl alle RSE-Werte recht eng beieinander liegen, zeigen die Berechnungen Unterschiede in den RSE-Werten der einzelnen Standorte für die unterschiedlichen Lagerstättentypen. Die Hälfte der porphyrischen Lagerstätten weist einen RSE-Wert von bis zu 0,63 auf. Bei VHMS-Lagerstätten liegt dieser Wert bei 0,6 und bei stratiform sedimentgebundenen Lagerstätten bei 0,58. In diesen Werten spiegeln sich deutlich die je nach Lagerstättentyp unterschiedlichen Cu-Gehalte wider. Im Allgemeinen ist die Aufkonzentration des Kupfers gegenüber der Erdkruste in porphyrische Lagerstätten geringer als in anderen Lagerstättentypen, was sich hier durch eine höhere RSE der einzelnen Standorte ausdrückt.

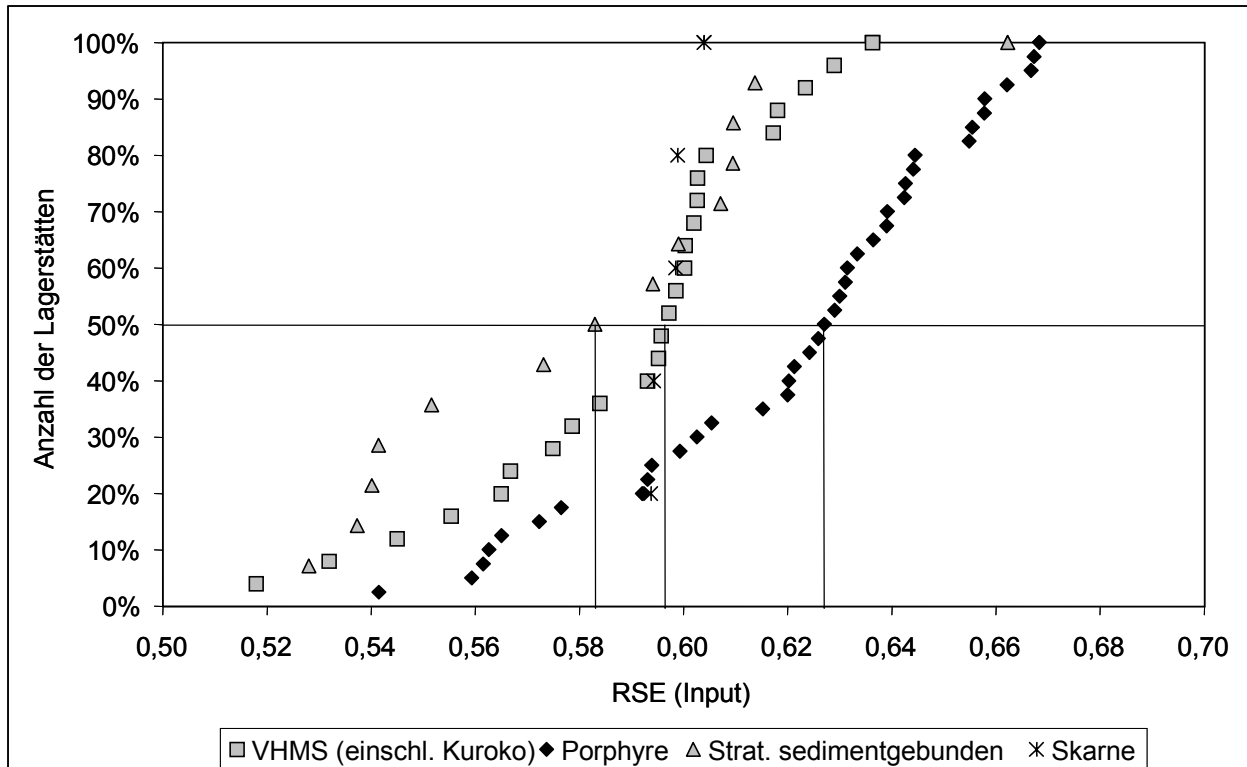


Abbildung 54: Relative Statistische Entropie (RSE). RSE-Werte für den Input untergliedert nach Lagerstättentypen. Die Berechnung der RSE erfolgte separat für jeden Standort.

Die Methode der Statistischen Entropie ermöglicht eine aggregierte Betrachtung der Standorte eines Lagerstättentyps. Der Input für die Gesamtheit der Minen eines Lagerstättentyps berechnet sich durch die Gleichungen (7) und (8). In diesem Fall entspricht k der Anzahl der Standorte und somit der Anzahl der Erze über welche die Summe gebildet wird. \dot{X}_j entspricht, analog zur Berechnung Statistischen Entropie der Einzelstandorte, der gesamten Kupfermenge, die im Erz des betrachteten Lagerstättentyps enthalten ist.

Die Berechnung für die einzelnen Lagerstättentypen ergibt für den Input, dass porphyrische Lagerstätten die höchste RSE (0,66) aufweisen. Die RSE der VHMS-Lagerstätten, der stratiform sedimentgebundenen Lagerstätten und der Skarnlagerstätten ist deutlich niedriger. In den aggregierten RSE Werten des Inputs spiegeln sich deutlich die unterschiedlichen Kupfergehalte in den Lagerstättentypen wieder. Im Allgemeinen weisen Erze aus porphyrischen Kupferlagerstätten geringere Cu-Gehalte auf als z.B. Erze aus VHMS-Lagerstätten auf (siehe Abbildung 56).

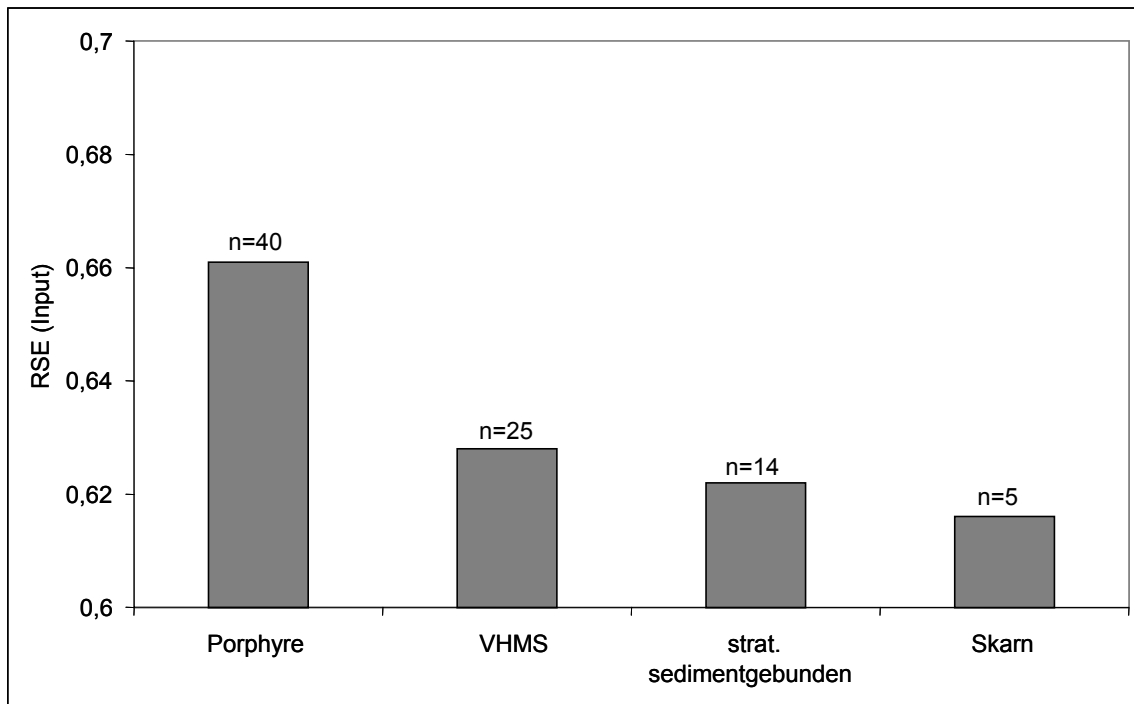


Abbildung 55: Werte der Relativen Statistischen Entropie (RSE) des Inputs aggregiert für die einzelnen Lagerstättentypen.

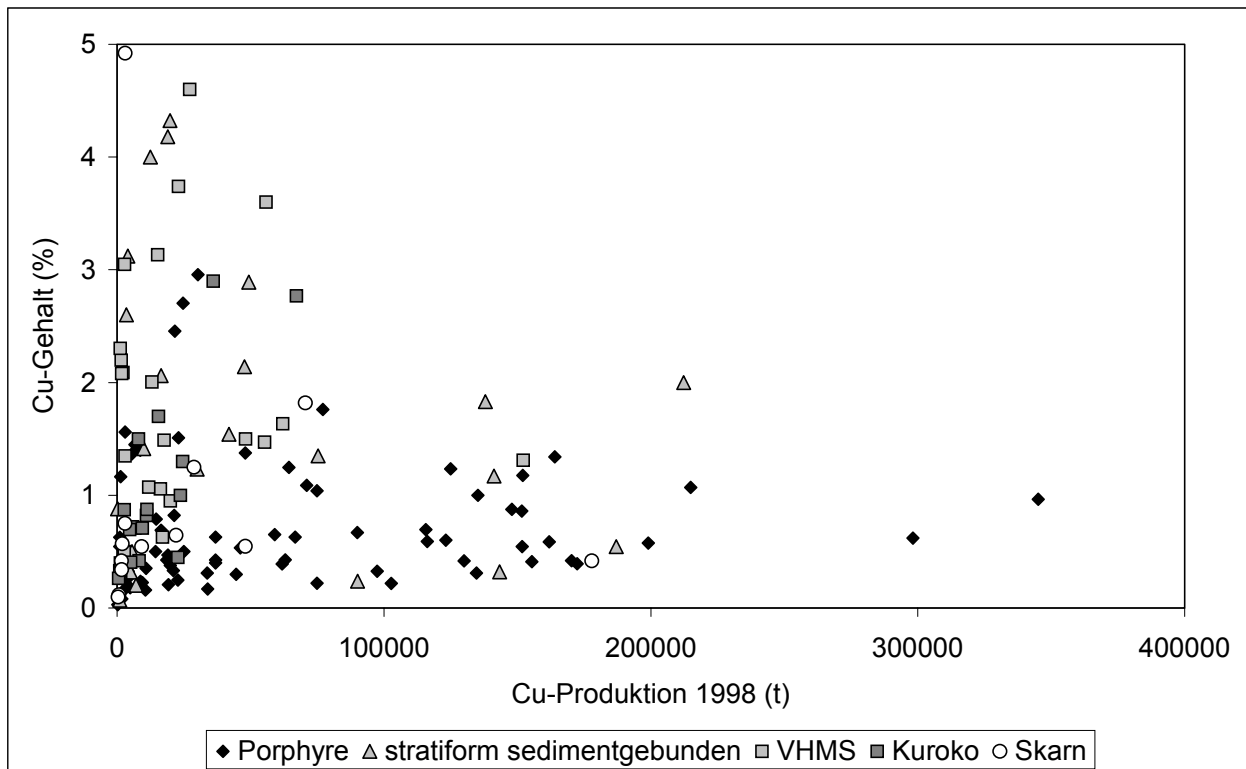


Abbildung 56: Cu-Gehalt und Cu-Produktion für verschiedene Lagerstättentypen im Basisjahr (1998).

8.2.2 Der Output

Die Statistische Entropie des Outputs wird durch Gleichung (9) berechnet. Als Output wird hier der gesamte aus der Aufbereitung resultierende Stoffstrom hinsichtlich des Erzes definiert. Nicht in die Berechnung einbezogen werden zugesetzte Chemikalien und Wasser.

Wird eine Berechnung für die Einzelstandorte durchgeführt, muss beachtet werden, dass sich der Output aus zwei Stoffströmen zusammensetzt: zum einen aus der Menge des produzierten Konzentrats mit dem darin enthaltenen Kupfer und zum anderen aus der Menge an Tailings, in denen das in der Aufbereitung nicht extrahierte Cu enthalten ist. Über beide Outputströme wird die Summe gebildet, um die Statistische Entropie und die RSE für den jeweiligen Standort zu bestimmen. Ein Vergleich der Input- und Outputwerte der RSE für die einzelnen Standorte zeigt, dass die Outputwerte in allen Fällen niedriger als die Inputwerte sind, was auf die weitere Aufkonzentration des Kupfers durch die Aufbereitung zurückzuführen ist.

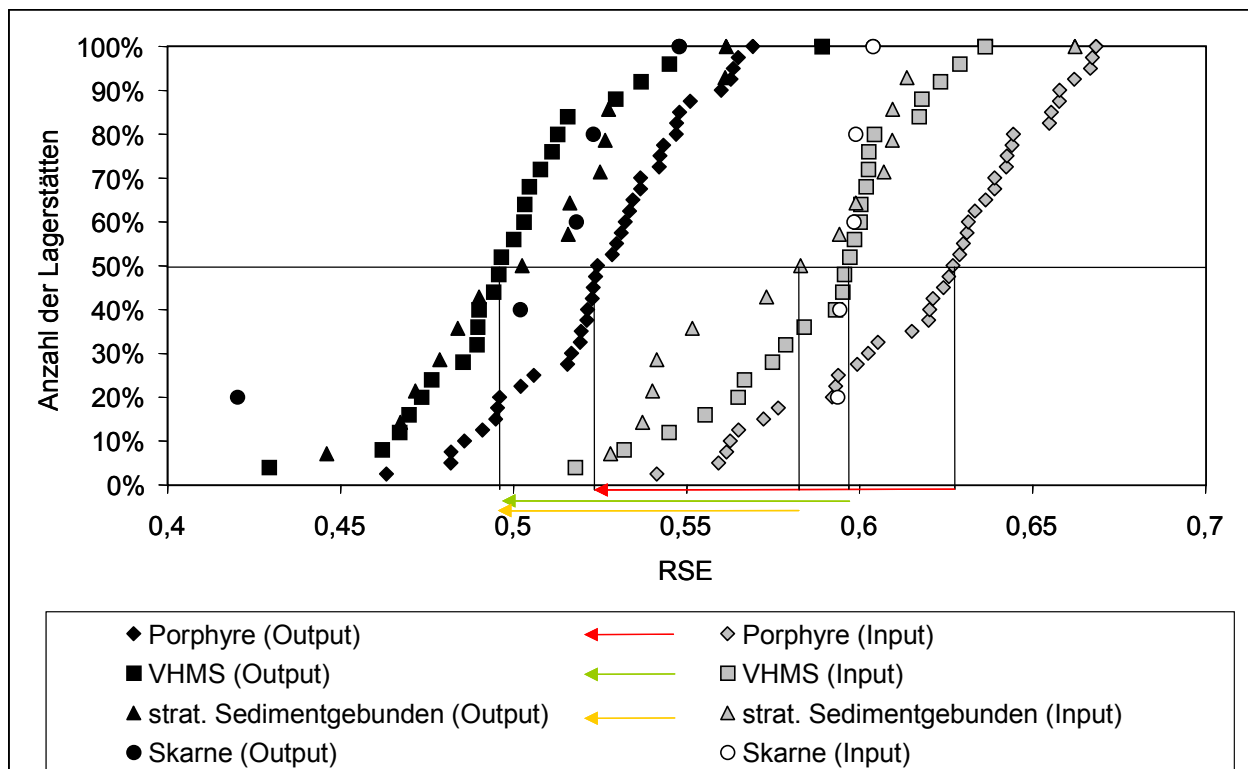


Abbildung 57: RSE für Input- und Output-Stoffströme der unterschiedlichen Lagerstättentypen.

Wie für den Input werden auch für den Output, neben den RSE-Werten für einzelne Produktionsstandorte, die aggregierten RSE-Werte für die unterschiedlichen Lagerstättentypen berechnet. Die berechneten Inputwerte sind in nachstehender Grafik als „Prozessschritt 1“ (Abbau) definiert. Das durch den Bergbau hereingewonnene Erz stellt den Input des Systems dar. Der Output setzt sich dagegen aus dem durch die Flotation

produzierten Konzentrat sowie den anfallenden Tailings zusammen und entspricht in der Grafik „Prozessschritt 2“.

Die Steigung der abgebildeten Geraden, die negativ ist, gibt Aufschluss über die Änderung der Konzentration von Prozessschritt 1 nach Prozessschritt 2. Je steiler die Gerade ist, desto stärker wurde das Kupfer im Laufe des Prozesses der Aufbereitung angereichert. Die größte negative Steigung weisen die VHMS-Lagerstätten (einschließlich Lagerstätten des Kuroko-Typs) auf. Die zweitgrößte Steigung zeigt die Gerade der porphyrischen Lagerstätten, wogegen die Gerade der stratiform sedimentgebundenen Lagerstätten eine flachere Steigung hat. Eine ähnlich flache Steigung ist bei den Skarnen zu beobachten. Hier ist allerdings zu berücksichtigen, dass die Analyse auf lediglich 5 Datenpunkten beruht und sie somit weniger aussagekräftig ist als die der anderen Lagerstättentypen.

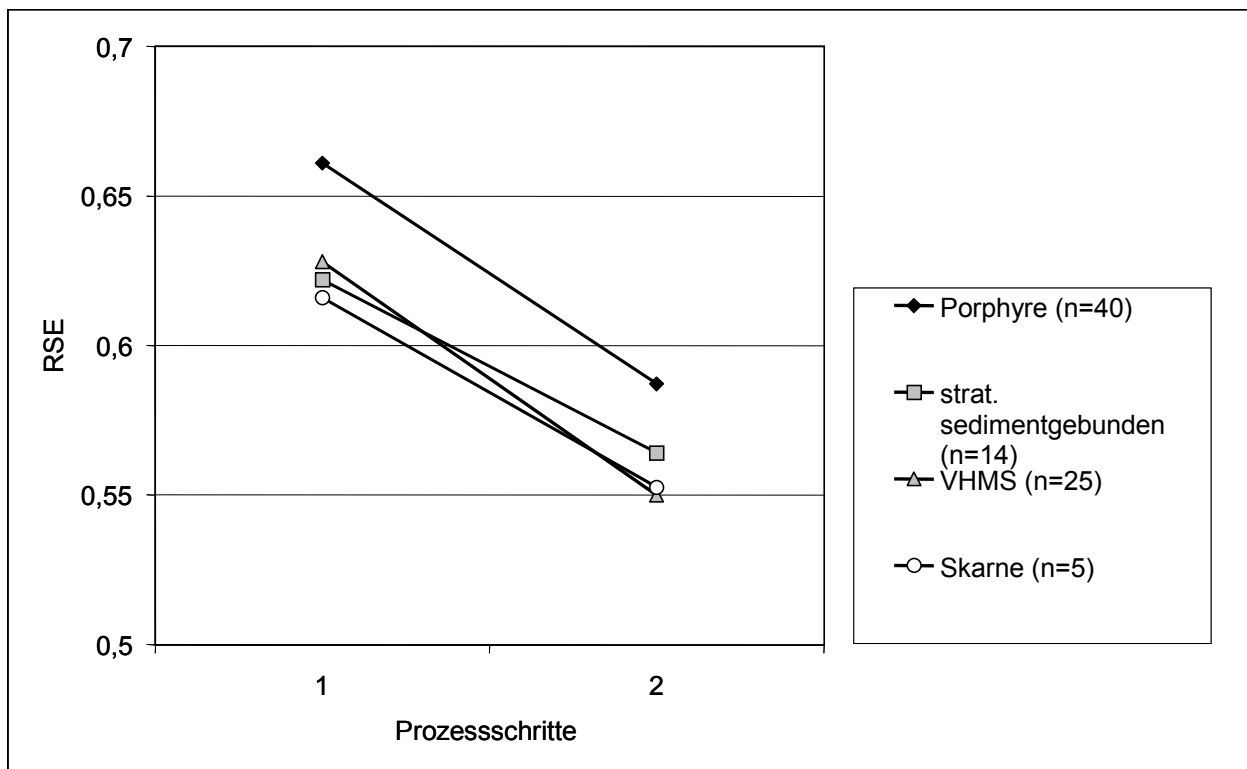


Abbildung 58: Relative Statistische Entropie (RSE) für Prozessschritt 1 (Abbau) und 2 (Aufbereitung) unterteilt nach Lagerstättentypen.

8.2.3 Substanzkonzentrationseffizienz

Aus den RSE-Werten des Inputs und des Outputs wird nach Gleichung (13) die Substanzkonzentrationseffizienz („Substance Concentrating Efficiency“ SCE) berechnet.

Diese Berechnung wird wie die Berechnungen der RSE-Werte zum einen für Einzelstandorte sowie zum anderen zusammengefasst für die jeweiligen Lagerstättentypen durchgeführt.

Durch die zusammenfassende Berechnung der SCE-Werte für die vier betrachteten Lagerstättentypen können diese miteinander verglichen werden. Eine solche vergleichende Betrachtung kann als Bewertungsgrundlage für Gesichtspunkte hinsichtlich der Nachhaltigkeit herangezogen werden. Dieser Aspekt wird im nachfolgenden Kapitel beleuchtet. An dieser Stelle soll zunächst das Ergebnis der Berechnung der SCE-Werte vorgestellt werden.

Die Berechnung für die vier Lagerstättentypen ergibt folgendes Bild: Der SCE-Wert für die stratiform sedimentgebundenen Lagerstätten ist von den betrachteten vier Lagerstättentypen der niedrigste. Den höchsten Wert weisen die VHMS-Lagerstätten auf, gefolgt von den porphyrischen Lagerstätten.

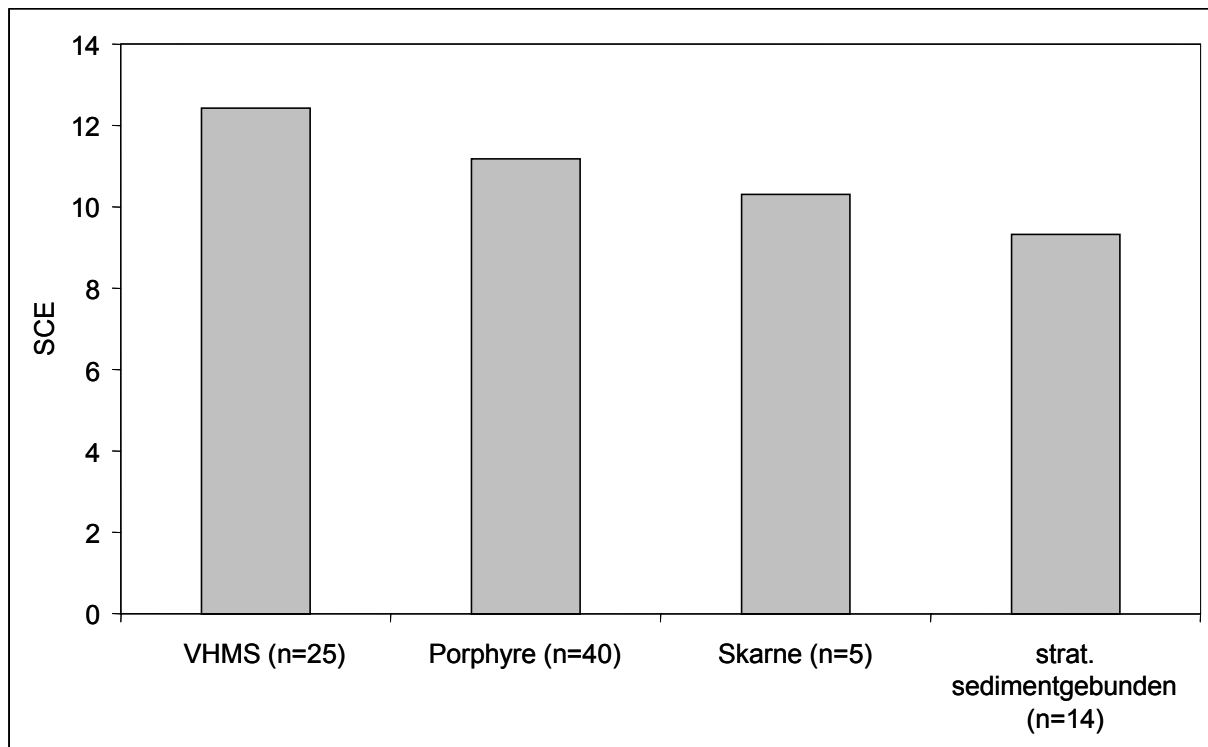


Abbildung 59: Substanzkonzentrierungseffizienz (SCE) für die verschiedenen Lagerstättentypen. Je größer der SCE-Wert, desto reiner ist das Outputgut.

Die SCE-Werte der Einzelstandorte unterscheiden sich je nach Lagerstättentyp kaum. In nachfolgender Abbildung wurde die SCE in Bezug zur Cu-Produktion gesetzt. Es zeigt sich, dass die SCE-Werte der porphyrischen Lagerstätten über einen wesentlich größeren Bereich streuen als die Werte der anderen Lagerstättentypen. Während das Maximum der SCE-Werte unter den porphyrischen Produktionsstandorten bei 33% liegt, beträgt es für stratiform sedimentgebundene bzw. VHMS-Lagerstätten nur etwa 22%.

Die Hälfte der Kupferproduktion aus porphyrischen Lagerstätten wird mit einem SCE-Wert unter 14% produziert. 50% der Produktion aus stratiform sedimentgebundenen Lagerstätten bzw. aus VHMS-Lagerstätten ist ein SCE-Wert von 13,4% bzw. 14,4% zuzuweisen. Über die Kupferskarne kann aufgrund der niedrigen Datenzahl hierzu keine Aussage getroffen werden.

Die Lagerstättengiganten La Escondida, Chuquicamata, Grasberg, Morenci und El Teniente befinden sich unter allen untersuchten Standorten in der Hälfte mit den geringeren SCE-Werten.

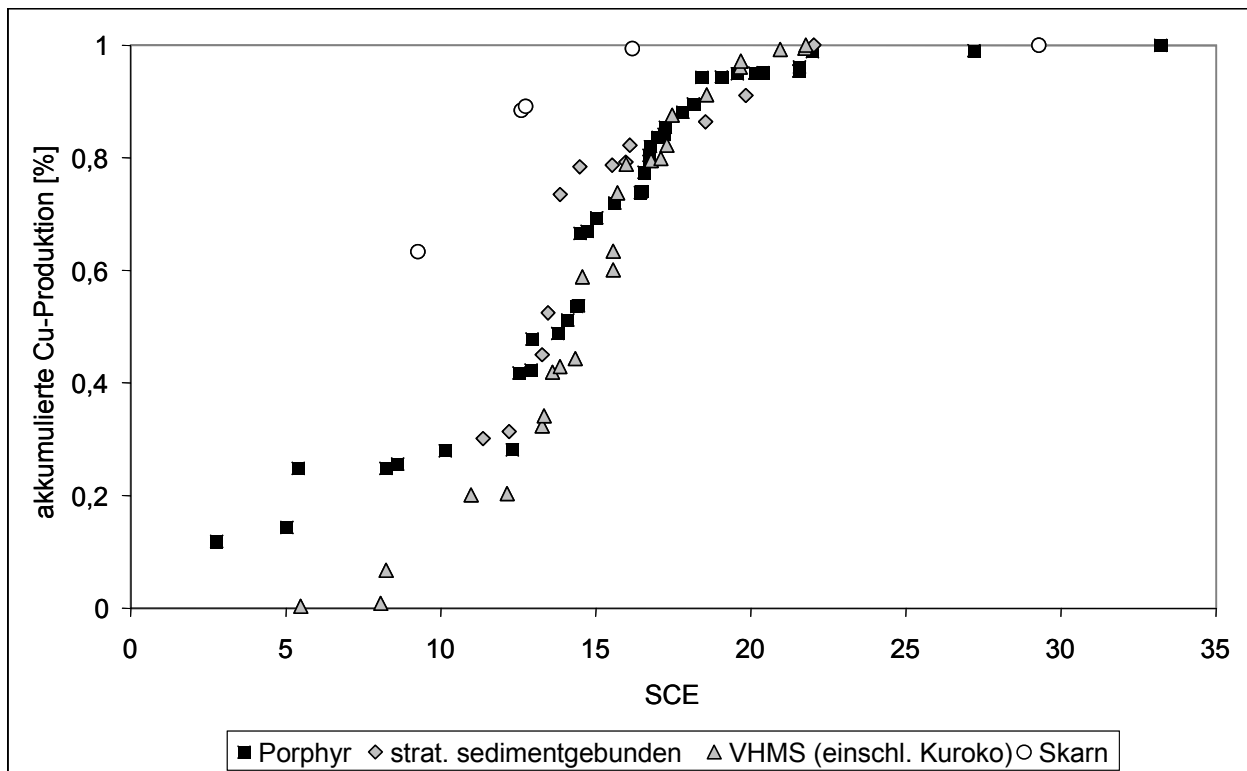


Abbildung 60: Substanzkonzentrierungseffizienz („Substance Concentrating Efficiency“, SCE) der Einzelstandorte für unterschiedliche Lagerstättentypen in Bezug zur Kupferproduktion. Die Gesamtmenge des aus den Lagerstätten des jeweiligen Typs gewonnenen Kupfers entspricht 100%.

8.2.4 RSE, SCE und der Bezug zur Nachhaltigkeit

Um Prozesse zu vergleichen oder um, wie hier demonstriert, den Einfluss unterschiedlicher Eingangsparameter zu untersuchen, bietet die Methode der Statistischen Entropie ein geeignetes Hilfsmittel, und die Ergebnisse der durchgeführten Berechnungen können zur Bewertung der Nachhaltigkeit herangezogen werden.

Bislang wurde die Methode der Statistischen Entropie vor allem genutzt, um technische Prozesse zu vergleichen (RECHBERGER & BRUNNER, 2002) oder Entsorgungsaspekte

einzelner Standorte zu vergleichen (RECHBERGER, 2001 a und b, RECHBERGER & BRUNNER, 2000), jedoch weisen RECHBERGER & BRUNNER (2002) darauf hin, dass sich die Methode prinzipiell auf alle Bereiche des Stoffstrommanagements anwenden lässt. RECHBERGER (2002) sieht in der RSE einen geeigneten Nachhaltigkeitsindikator zur Steuerung der Qualität des jeweils untersuchten Stoffes. Diese Maßzahl beschreibt jedoch nicht, inwieweit sich Maßnahmen zu einer optimierten Steuerung auf die Stoffbilanzen anderer Stoffe auswirkt. Aspekte der Ökologie, Ökonomie oder Energie müssen durch andere Indikatoren abgedeckt werden.

In Bezug auf die hier präsentierten Ergebnisse bedeutet die Anwendung des Konzeptes der Nachhaltigkeit, dass ein möglichst hoher SCE-Wert anzustreben ist, um eine effektive Aufkonzentration des zu extrahierenden Metalls im Zuge der einzelnen Prozessschritte zu gewährleisten. Setzt man der Effizienz der Konzentration die tatsächlich auftretenden Gesamtverluste an Kupfer entgegen, plotten die betrachteten Lagerstättentypen in unterschiedlichen Feldern. Die porphyrischen Lagerstätten weisen in der Regel höhere SCE-Werte als VHMS Lagerstätten oder stratiform sedimentgebundene Lagerstätten auf. Die beiden letztgenannten Typen sind hinsichtlich ihrer SCE-Werte nicht zu differenzieren. Die höchsten prozentualen Kupferverluste treten in den VHMS-Lagerstätten auf.

Als optimal im Sinne der Nachhaltigkeit ist eine hohe SCE und ein geringer Kupferverlust anzusehen. Die Kombination beider Kriterien ist also ein Indiz für die Nachhaltigkeit einer Lagerstätte, beruhend auf ihrem geologischen Inventar und in Bezug auf die Effizienz der Nutzung des Rohstoffes. Bei Betrachtung dieser beiden Kriterien zeigt sich, dass sich die Unterschiede zwischen den Lagerstättentypen nicht mehr deutlich abzeichnen. Es ist allerdings, wie aus nachfolgender Abbildung ersichtlich, ein schwacher Trend zu erkennen, der anzeigt, dass Cu-Porphyre positiver zu bewerten sind als stratiform sedimentgebundene Lagerstätten und VHMS-Lagerstätten.

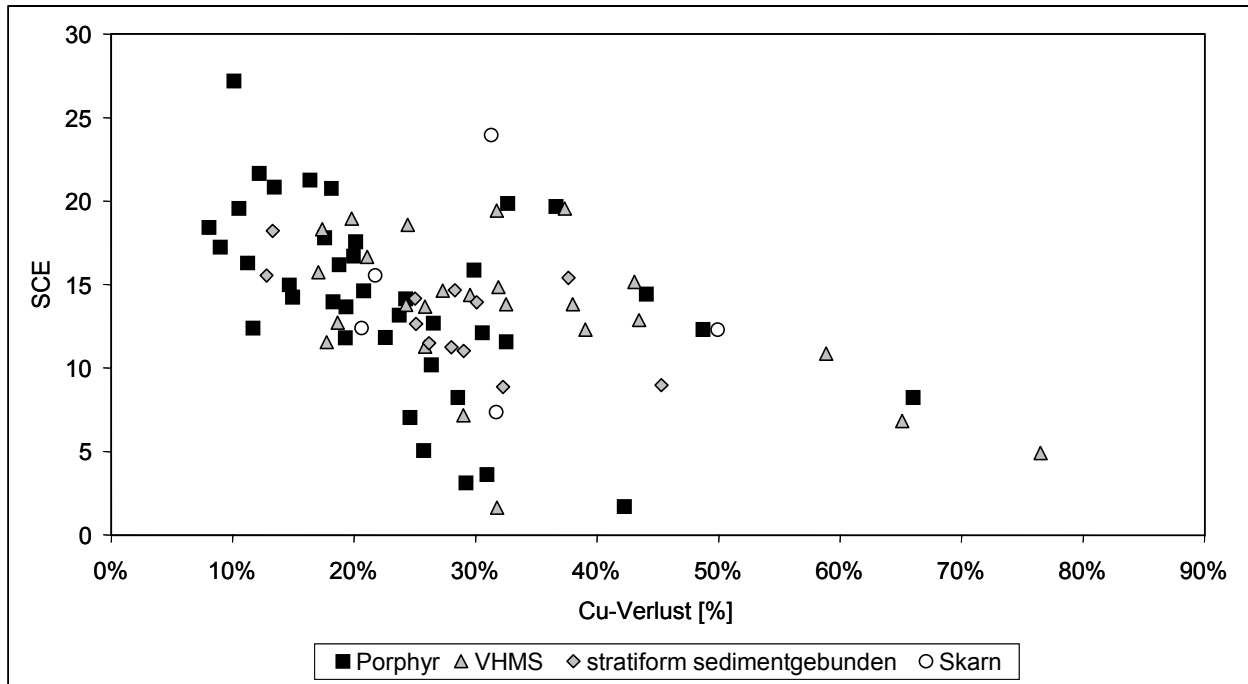


Abbildung 61: SCE und Kupferverlust für verschiedene Lagerstättentypen. Die dargestellten SCE-Werte beinhalten die Abbauverluste.

9 Bewertung der Rohstoffeffizienz

In der Forderung nach einer Nachhaltigen Nutzung nicht erneuerbarer Ressourcen stellt die Frage nach einem effizienten Umgang mit diesen Ressourcen ein zentrales Thema dar. Zahlreiche Institutionen beschäftigen sich mit dem Aspekt, wie viel Wirtschaftleistung (BIP) mit einer gegebenen Menge Ressourcen erzielt wird.

Eine wirtschaftliche Definition des Begriffes der Rohstoffeffizienz beschreibt diese als das Verhältnis des Wirtschaftsprodukts zum Verbrauch nicht erneuerbarer Rohstoffe. Im Umkehrschluss stellt die Rohstoffeffizienz also dar, wie viel Bruttoinlandsprodukt mit einer Tonne Rohstoff "hergestellt" werden kann (www.oekoradar.de). Die Rohstoffproduktivität ergibt sich auf volkswirtschaftlicher Ebene durch das Verhältnis des gesamten Ressourceneinsatzes zum Bruttoinlandsprodukt (BIP). Damit wird durch diese Kenngröße die Nutzung der Ressourcen im Verhältnis zum Output ausgedrückt (www.oekoradar.de). Analog wird dieser Begriff auch auf betrieblicher Ebene eingesetzt und drückt dort das Verhältnis der eingesetzten Rohstoffe zum Output aus.

Die ENQUETE-KOMMISSION DES DEUTSCHEN BUNDESTAGES (1994) fordert in ihrem Abschlussbericht „eine Strategie, bei der Wirtschaft und Umwelt gemeinsam gewinnen, die vor allem darin besteht, die Ressourcenproduktivität maximal zu steigern, d. h. so viel wie möglich aus dem Einsatz einer bestimmten Menge an Rohstoffen und Energie herzustellen.“ Hier wird die Rohstoffproduktivität definiert als das Verhältnis von Wirtschaftsprodukt zum Verbrauch nicht erneuerbarer Rohstoffe. Auf eine Volkswirtschaft bezogen, stellt diese Kenngröße dar, wie viel Bruttoinlandsprodukt mit einer Tonne Rohstoff „produziert“ wird. Für diese Berechnung wird die Rohstoffinanspruchnahme des entsprechenden Landes zugrunde gelegt. Diese setzt sich zusammen aus der inländischen Entnahme und der Einfuhr nicht erneuerbarer Energieträger (Kohle, Erdöl, Erdgas usw.) Eisen, Mineralien, Steine und Erden bzw. deren Erzeugnissen. Um zu einer Reduzierung der absoluten Rohstoffinanspruchnahme zu kommen, muss die Rohstoffproduktivität eine höhere Steigerungsrate aufweisen als das Wirtschaftswachstum.

Auch die Kommission der Europäischen Gemeinschaft diskutiert in die nachhaltige Nutzung von Ressourcen („Entwicklung einer thematischen Strategie für die nachhaltige Nutzung der natürlichen Ressourcen“, 2002). Sie definiert die Ressourceneffizienz oder Ressourcenproduktivität als „Effizienz, mit der Energie und Materialien in der Wirtschaft genutzt werden, d.h. der Mehrwert je Einheit Ressourceninput... Ein Beispiel für die Berechnung der Ressourcenproduktivität auf nationaler Ebene ist die Bildung des Quotienten aus der gesamtwirtschaftlichen Leistung eines Landes (BIP) und seinem Gesamtenergieverbrauch oder Gesamtmaterialverbrauch.“ Die Kommission weist darauf hin,

dass diese Definition sich nur auf die Nutzung, der die Ressourcen zugeführt werden, bezieht. Prozesse, die der Wirtschaftstätigkeit vorgelagert sind, wie die Gewinnung der Rohstoffe, oder Prozesse, die der Wirtschaftstätigkeit nachgelagert sind, wie die Beziehung der Ressourcen zu Luft, Wasser und Boden, bleiben unberücksichtigt.

Die durch die Enquete-Kommission in der Politik verankerte Forderung nach einer geringeren Ressourceninanspruchnahme wird auch durch von WEIZSÄCKER ET AL. (1995) aufgegriffen. Auch SCHMIDT-BLEEK (1993) fordert eine Verringerung des weltweiten Ressourcenverbrauchs um mindestens 50%.

In der vorliegenden Arbeit wird die effiziente Nutzung von Rohstoffen in Bezug auf die in der in Anspruch genommenen Reserve enthaltene Metallmenge analysiert und wird nicht in Bezug zur wirtschaftlichen Leistung eines Landes gesetzt, da sie auf globaler Ebene analysiert wird. Hier werden Begriffe wie „Rohstoffeffizienz“ ausschließlich auf die Massenströme bezogen, die durch die Nutzung der Ausgangsreserve ausgelöst werden, und weichen somit von obigen Definitionen ab. Der grundlegende Gedanke der nachhaltigen Rohstoffnutzung ist jedoch beiden Betrachtungsweisen gemein.

Um eine Bewertung der Rohstoffeffizienz auf Grundlage der Ergebnisse der Statistischen Entropie durchzuführen, werden zunächst Kategorien gebildet. Die SCE-Werte werden hierzu in 6 Kategorien unterteilt beruhend auf den Perzentilwerten (10%, 33%, 50%, 67%, 90%) der Lagerstättenzahl. Die höchsten SCE-Werte (erfüllen nur 10% der Standorte) werden mit der Zahl 1 belegt, Werte von >10% bis 33% mit der Zahl 2, Werte zwischen >33% und 50% mit der Zahl 3 und so weiter. Minen der Kategorie 1 sind demnach positiver hinsichtlich ihrer Rohstoffeffizienz zu bewerten als Standorte der Kategorie 2. Minen der Kategorie 6 sind anhand der Ergebnisse aus der Methode der Statistischen Entropie in ihrer rohstofflichen Effizienz als negativ zu bewerten.

Das aus dieser Kategorisierung resultierende Verteilungsbild ist in nachfolgender Tabelle dargestellt. Insgesamt werden in die Bewertung ca. 100 Minen einbezogen, die sich 1998 im Produktionsstatus befanden und zusammen 8,42 Mt Kupfer produzierten (entspricht ca. 70% der globalen Kupferproduktion).

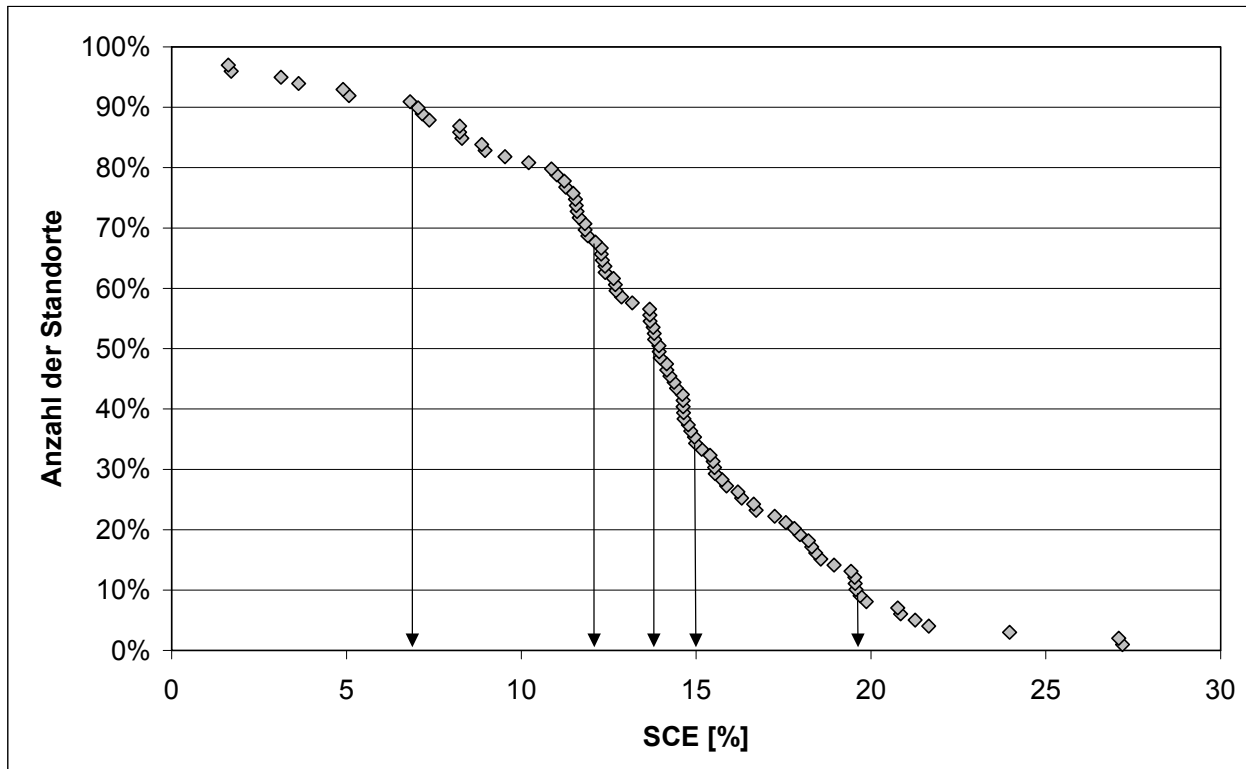


Abbildung 62: Kumulative Häufigkeitsverteilung der SCE-Werte für die untersuchten Standorte mit den Grenzwerten der gewählten Kategorien zur Bewertung der Rohstoffeffizienz.

Tabelle 7: Einteilung der gewählten Kategorien für die RSE (SCE) -Werte und Anzahl der Standorte je Kategorie

SCE-Wert [%]	Kategorie	Anzahl der Standorte
>19,571	1	10
19,550 - 15,157	2	23
14,980 - 13,939	3	16
13,938 - 12,288	4	16
12,285 - 7,169	5	23
<7,048	6	11

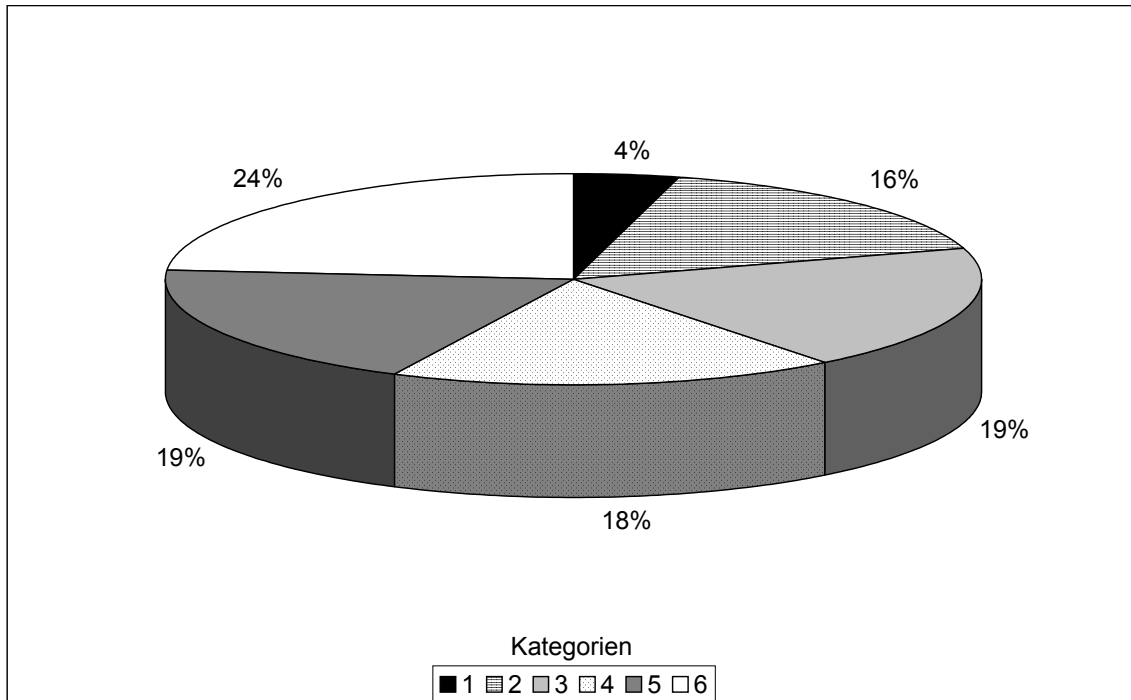


Abbildung 63: Kupferproduktion in den gewählten Bewertungskategorien (100% entspricht 8,42 Mt Cu).

Kategorie 1:

Standorte der Kategorie 1 sind, wie oben bereits erwähnt, hinsichtlich ihrer Rohstoffeffizienz als besonders positiv zu bewerten. Von den analysierten Standorten fallen 10 in diese Kategorie, welche allerdings nur 4% der berücksichtigten gesamten Kupferproduktion bereitstellen. Bei den Minen dieser Kategorie handelt es sich in erster Linie um Standorte mit kleiner Kupferproduktion. Eine Ausnahme stellt die Mine Highland Valley in Kanada dar, die allein ca. die Hälfte der Produktion dieser Kategorie stellt.

Bis auf eine Skarnlagerstätte mit geringer Produktion sind in dieser Gruppe ausschließlich porphyrische Lagerstätten zu finden.

Kategorie 2:

23 Standorte fallen in diese Kategorie und produzieren zusammen ca. 1,36 Mt Cu, was 16% der gesamten Kupferproduktion entspricht. Minen mit einer Produktion über 0,2 Mt Cu pro Jahr sind hier Bingham Canyon (USA) und Candelaria (Chile).

Der Großteil der Produktion dieser Gruppe stammt aus porphyrischen Lagerstätten, allerdings ist die Anzahl der VHMS-Lagerstätten hier fast genauso hoch. Letztere steuern jedoch nur einen kleinen Bruchteil zur Produktion bei.

Kategorie 3:

16 Standorte fallen in diese Kategorie und produzieren zusammen ca. 1,61 Mt Cu, was 19% der gesamten Kupferproduktion entspricht. Als größte Mine in dieser Gruppe muss Grasberg/Ertsberg (Indonesien) erwähnt werden. Neben porphyrischen Lagerstätten sind in der Kategorie 3 auch VHMS und stratiform sedimentgebundene Lagerstätten zu finden.

Kategorie 4:

16 Standorte fallen in diese Kategorie und produzieren zusammen ca. 1,51 Mt Cu, was 18% der gesamten Kupferproduktion entspricht. Der Lagerstättengigant La Escondida ist in dieser Kategorie zu finden. In dieser Gruppe übersteigt die Anzahl der VHMS Lagerstätten die Anzahl der porphyrischen Lagerstätten, welche jedoch den weitaus größten Teil der Produktion abdecken.

Kategorie 5:

23 Standorte fallen in diese Kategorie und produzieren zusammen ca. 1,77 Mt Cu, was 19% der gesamten Kupferproduktion entspricht. El Teniente ist in dieser Gruppe der Standort mit der größten jährlichen Kupferproduktion. Weiterhin befinden sich die Kupferminen des polnischen Kupferschiefers in dieser Kategorie. Neben den porphyrischen Lagerstätten sind vor allem die stratiform sedimentgebundenen Lagerstätten für die Kupferproduktion von Bedeutung.

Kategorie 6:

12 Standorte fallen in diese Kategorie und produzieren zusammen ca. 1,83 Mt Cu, was 24% der gesamten Kupferproduktion entspricht. Von den Lagerstätten dieser Gruppe produzieren 8 über 100.000 t Kupfer pro Jahr. Die größten Minen sind Morenci (USA) und Chuquicamata (Chile). Auch in dieser Kategorie sind neben den porphyrischen Lagerstätten vor allem die stratiform sedimentgebundenen Lagerstätten für die Kupferproduktion von Bedeutung.

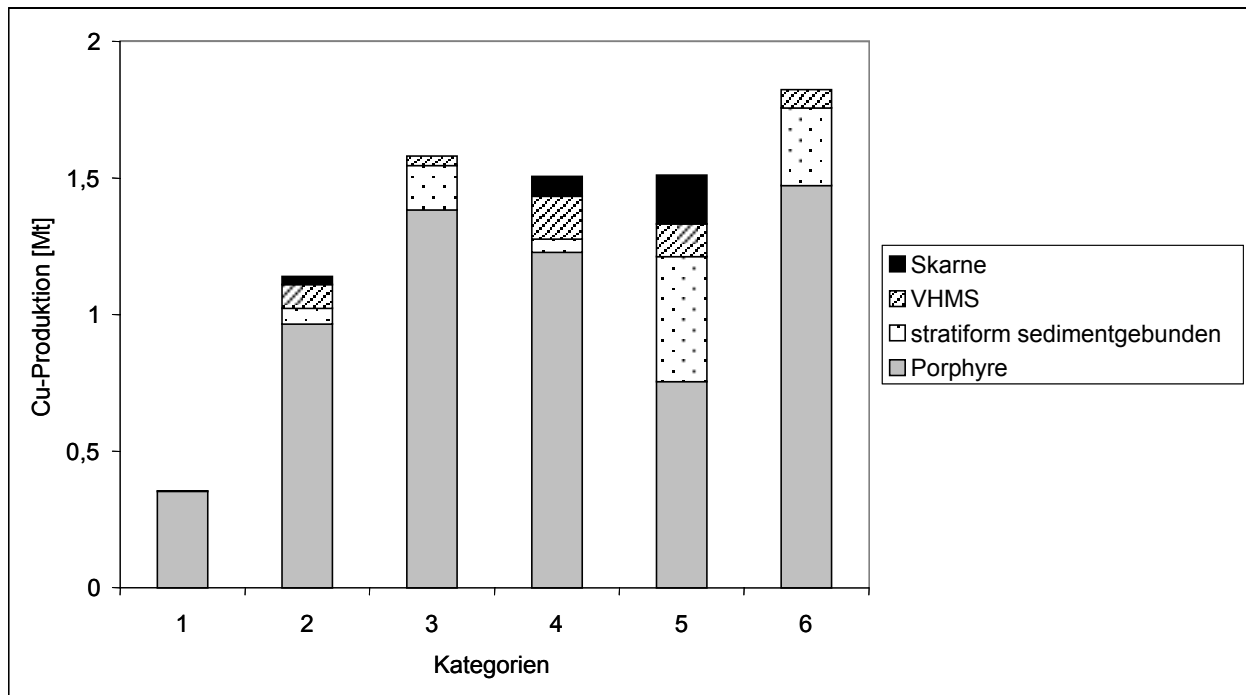


Abbildung 64: Cu-Produktion in den Bewertungskategorien nach Lagerstättentyp.

Aufgrund der Kategorisierung kann hinsichtlich der Lagerstättentypen keine abschließende Wertung vorgenommen werden. Es wurde gezeigt, dass in den Kategorien 4, 5, und 6 der Produktionsanteil nicht porphyrischer Lagerstätten gegenüber den Kategorien 1, 2 und 3 zunimmt. Auf der Grundlage der mit Hilfe der Statistische Entropie ermittelten Ergebnisse ist ein hoher SCE-Wert hinsichtlich der Rohstoffeffizienz positiv zu bewerten. Die höchste rohstoffliche Effizienz wird ausschließlich von porphyrischen Lagerstätten in der Kategorie 1 erreicht. In Kategorie 2 treten VHMS-Lagerstätten, stratiform sedimentgebundene Lagerstätten und Skarnlagerstätten hinzu; sie haben jedoch für die Produktion nur eine geringe Bedeutung. Ihre Bedeutung in der globalen Kupferproduktion ist besonders in der Kategorie 5 hoch. Diese Beobachtung könnte zu dem Schluss führen, dass porphyrische Lagerstätten als „nachhaltiger“ als andere Lagerstättentypen zu bewerten sind. Es gilt jedoch zu beachten, dass porphyrische Lagerstätten in jeder Kategorie vertreten sind. Festgehalten werden muss jedoch, dass nicht porphyrische Lagerstätten eher geringere SCE-Werte aufweisen und somit im Hinblick auf die Nutzung der Reserven als weniger effizient anzusehen sind.

Auffallend ist weiterhin, dass einige der Lagerstättengiganten (als solche werden hier Minen mit einer Jahresproduktion von >200.000t bezeichnet) niedrige SCE-Werte haben und in den Kategorien 4 bis 6 zu finden sind. Eine Korrelation von Rohstoffeffizienz und Produktion ist nicht vorhanden. Es lässt sich jedoch folgender Trend ablesen: dass je höher die Verluste sind, desto geringer ist die Rohstoffeffizienz.

9.1 Wirtschaftliche Aspekte

Bislang wurde der effiziente Umgang mit Rohstoffen diskutiert. Dem Gedanken der nachhaltigen Nutzung der Lagerstätten liegt zugrunde, dass auch zukünftigen Generationen adäquate Lagerstätten zur Verfügung stehen. Je mehr Metall aus der heute in Anspruch genommenen Reserve extrahiert wird, desto besser ist die Ausnutzung der gegebenen Ressource. Verluste sind in der Regel auch zukünftigen Generationen nicht mehr zugänglich. Die nicht extrahierte Metallmenge muss an anderer Stelle gewonnen werden und zieht somit negative Umwelteinwirkungen nach sich. Aus Sicht der intergenerativen Verteilungsgerechtigkeit, ein zentraler Punkt in der Nachhaltigkeitsdiskussion, ist also eine hohe Rohstoffeffizienz wünschenswert. Dieser Gedanke muss auf Lagerstätten, aus denen sich mehrere Metalle gewinnen lassen, auf diese Koppelprodukte ausgedehnt werden. Im Hinblick auf die oben genannte intergenerative Verteilungsgerechtigkeit sollten die Verluste an Koppelprodukten auch möglichst gering sein. Die Gewinnung von mehreren Metallen an einem Standort minimiert auch die mit Abbau, Aufbereitung und Deponierung einhergehenden negativen Umweltimpakte. Nach RICHARDS (2003) und RICKS (2003) stellt die Minimierung der negativen Umwelteinflüsse durch den Bergbau eine zentrale Rolle in der Nachhaltigen Entwicklung in der Bergbauindustrie dar.

Um den Aspekt der Koppelprodukte betrachten zu können, stellt der Nettoerlös der Minen eine geeignete Kenngröße dar. Der Wert einer gegebenen Erzmenge wird durch den Nettoerlös einer Grube (englisch: Net Revenue) gegeben. Somit wird der Mehrwert des Erzes beim Vorhandensein mehrerer Wertprodukte berücksichtigt. Der Nettoerlös gibt den Geldwert des verkaufsfähigen Produktes pro Tonne Erz an. Der Geldwert der einzelnen Wertmetalle wird also aufaddiert, so dass ein Gesamtwert gegeben ist.

Die Auswertung zeigt, dass hohe SCE-Werte oft niedrigere Nettoerlöse pro Tonne Erz bedeuten. Hohe Nettoerlöse sind auf das Vorhandensein und die Gewinnung von Koppelprodukten zurückzuführen. Mit Erzen, aus denen neben Cu weitere Metalle gewonnen werden, lässt sich ein höherer Nettoerlös erzielen. Werden mehrere Metalle in der Aufbereitung gewonnen, so wird dafür durchaus ein geringeres Kupferausbringen in Kauf genommen. Das kann sich negativ auf die Höhe des SCE-Wertes auswirken.

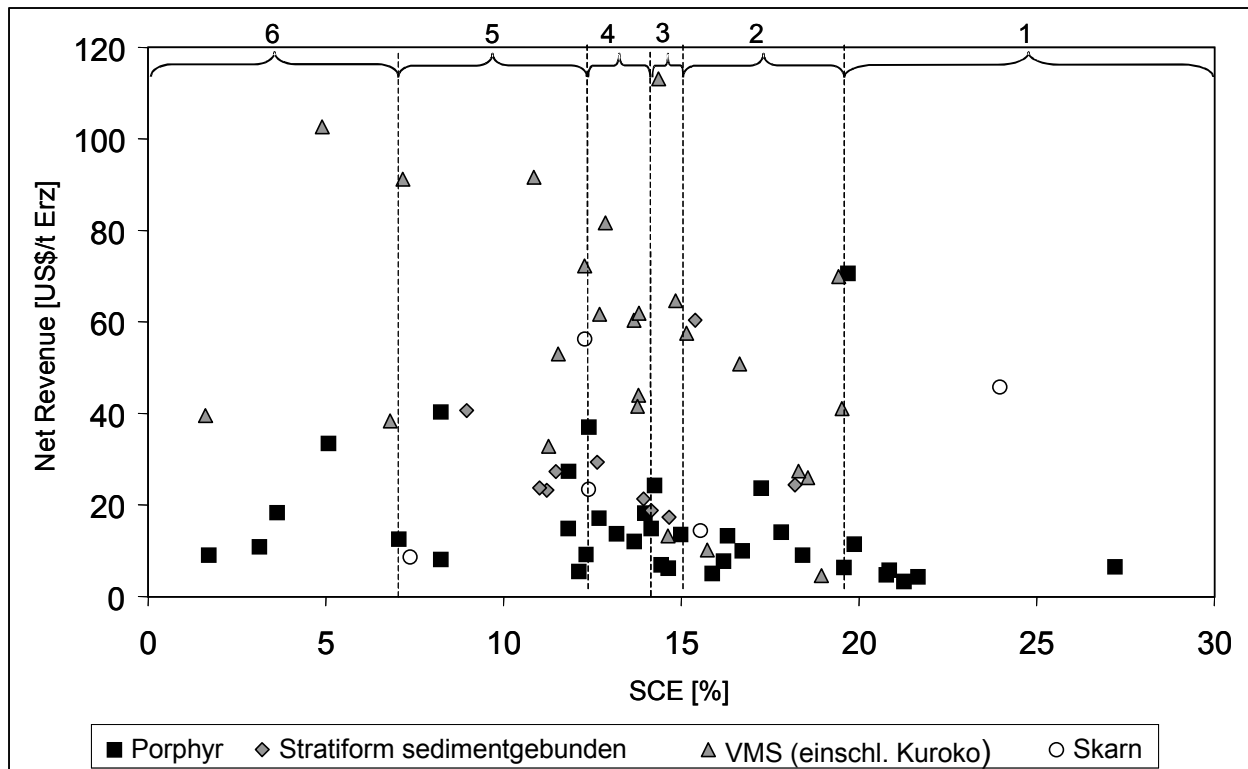


Abbildung 65: Nettoerlös der Minen pro Tonne Erz und SCE. Die Zahlen am oberen Rand der Abbildung geben die gewählten Kategorien zur Bewertung des SCE an.

Ist der Wert des Erzes bekannt, stellt sich im nächsten Schritt die Frage nach den Produktionskosten. Eine Analyse der Rohstoffeffizienz kann die Kosten nicht völlig außer Acht lassen. Eine Verbesserung der Rohstoffeffizienz durch z.B. einen stark erhöhten Energieeinsatz und somit stark erhöhte Kosten widerspricht dem Ziel der Nachhaltigkeit, da das Prinzip der ökonomischen Nachhaltigkeit verletzt wird.

Die Produktionskosten pro Tonne Kupfer zeigen in den einzelnen Bewertungskategorien nur geringe Unterschiede. Aus den ausgewerteten Standorten kann ein leichter Trend erkannt werden, dass mit zunehmenden SCE-Werten auch die Produktionskosten ansteigen. Ob dies jedoch ein genereller Trend ist, kann hier nicht abschließend beurteilt werden.

Eine Betrachtung der Produktionskosten und der auftretenden Verluste nach Lagerstättentypen zeigt, dass es für die unterschiedlichen Lagerstättentypen keine Korrelation zwischen den Kosten und dem SCE-Wert gibt. Für die hier betrachteten Standorte kann also festgehalten werden, dass geringe Verluste zunächst nicht an hohe Produktionskosten gekoppelt sind.

9. Bewertung der Rohstoffeffizienz

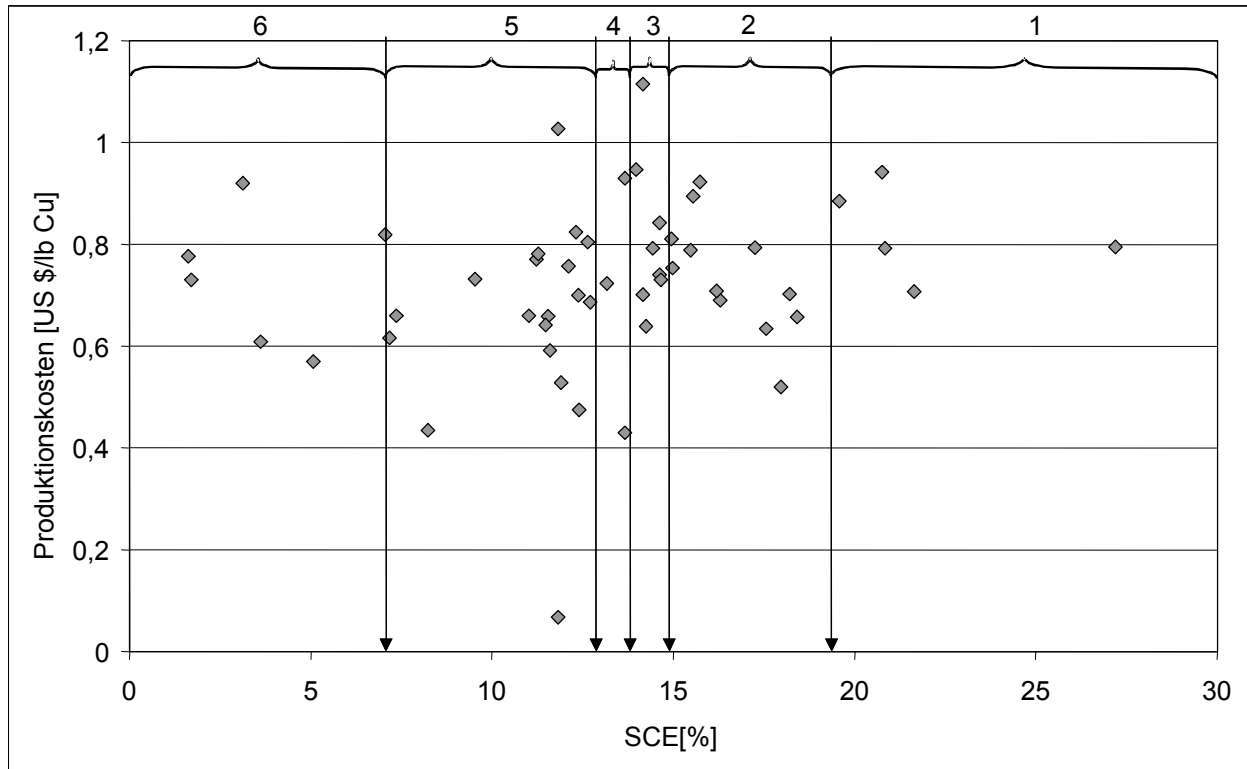


Abbildung 66: Produktionskosten pro Tonne Kupfer im Vergleich den SCE-Werten.

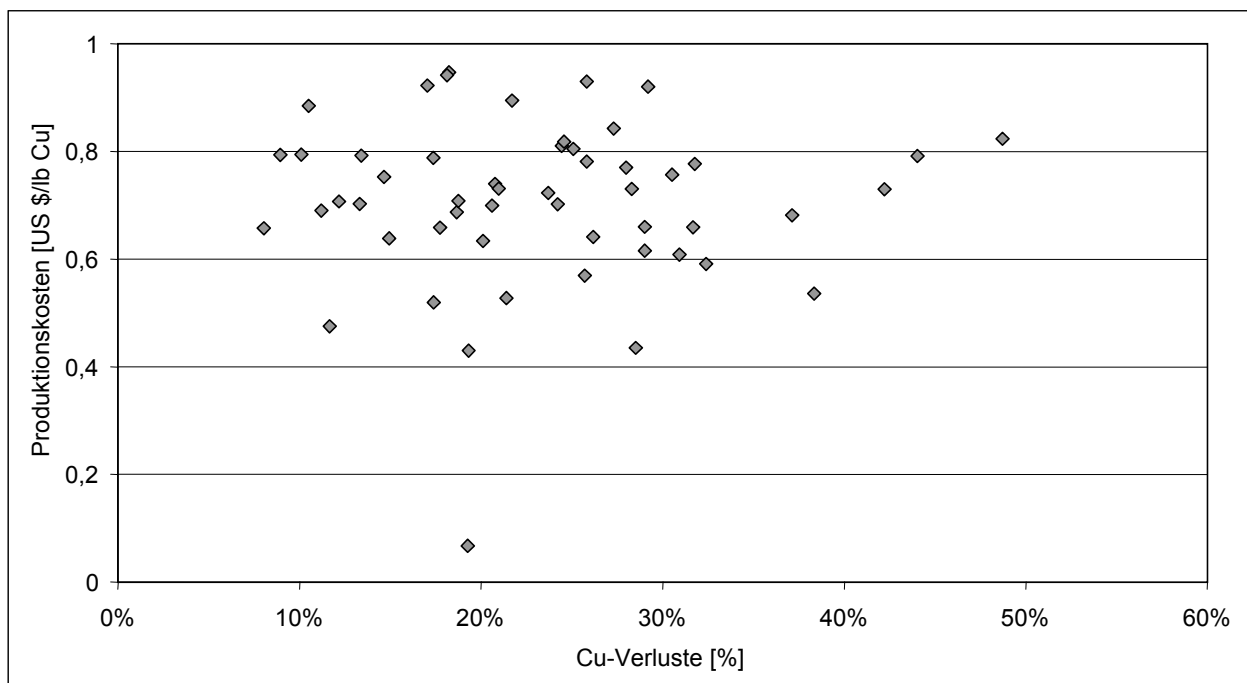


Abbildung 67: Produktionskosten und Cu-Verluste.

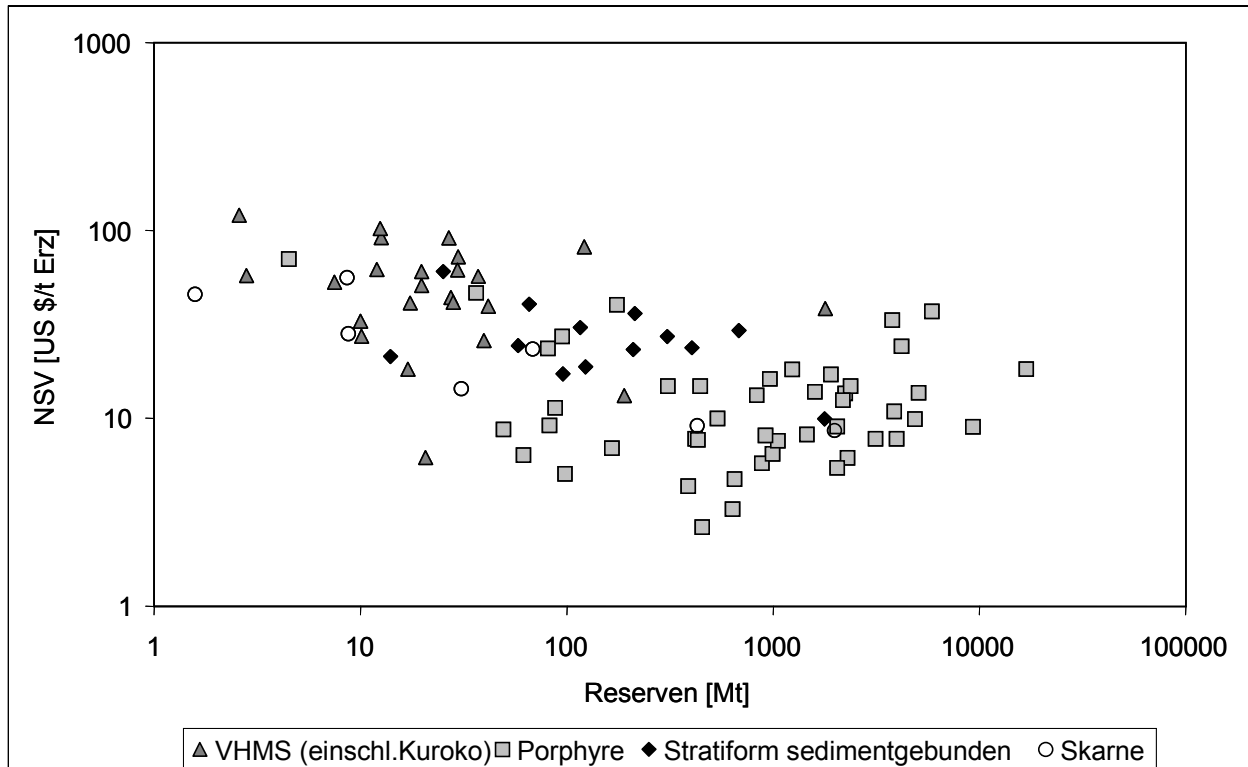


Abbildung 68: Reserven der einzelnen Lagerstättentypen in Bezug zum Wert (Net Smelter Value (NSV)) des Erzes.

9.2 Entwicklung eines Gesamtindikators zur Bewertung des Einflusses von Lagerstätteneigenschaften auf eine nachhaltige Rohstoffnutzung

Die Forderung nach einer geringeren Ressourceninanspruchnahme und einer effektiveren Nutzung von Rohstoffen ist in verschiedenen Ansätzen in Politik und Forschung verankert.

In den vorangegangenen Betrachtungen der Kupferverluste und der Massenströme mit Hilfe der Statischen Entropie wurden neben Konzentrationen auch z.B. die Mengen der Kupferproduktion oder der Tailings einbezogen. Bislang unberücksichtigt blieb aber der anfallende Abraum. Durch das MIPS-Konzept lässt sich diese Teilmenge der anfallenden Massenströme integrieren

Die Forderung nach einer effektiveren Ressourcennutzung wird auch von SCHMIDT-BLEEK (1994) in seinem MIPS-Konzept (MIPS: Materialeinsatz pro Serviceeinheit) aufgegriffen. Das MIPS-Konzept wurde am Wuppertal Institut für Umwelt, Klima und Energie entwickelt und berechnet wie viel Ressourcen (Material) für ein Produkt oder eine Dienstleistung verbraucht werden. Das MIPS-Konzept geht davon aus, dass die möglichen Umweltauswirkungen eines Produktes oder einer Dienstleistung anhand des lebenszyklusweiten Materialinputs bewertet werden kann, denn: je weniger Rohstoffe eingesetzt werden, desto weniger Umweltschäden

entstehen. Bei einer lebenszyklusweiten Betrachtung werden die Bereiche Herstellung, Nutzung und Recycling/Entsorgung in die Betrachtung einbezogen.

Der Begriff der Serviceeinheit bezeichnet einen Maßstab, der eine Vergleichbarkeit von Produkten und Dienstleistungen erlaubt. So eine Serviceeinheit könnte beispielsweise „Personentransport von A nach B“ sein, mit der dann verschiedene Transportmittel verglichen werden können.

Nach RITTHOFF ET AL. (2002) reicht es aber in einigen Fällen aus, anstelle des auf eine bestimmte Nutzung bezogenen MIPS-Wertes nur den MI-Wert zu berechnen.

Um eine Optimierung des Ressourcenverbrauchs zu erreichen, wird nach dem MIPS-Konzept zunächst der Materialeinsatz (Materialinput, MI) oder der Ökologische Rucksack berechnet. Diese beiden Begriffe bezeichnen die addierte Menge an Naturmaterialien, die insgesamt zur Herstellung eines Produktes verbraucht wurde. Die Begriffe ökologischer Rucksack und MI-Faktor werden synonym verwendet.

Ein MI-Faktor bezieht sich üblicherweise auf die Herstellung oder Bereitstellung von 1 kg Produkt oder Sachgut. MI-Faktoren geben an, wie viel kg Natur (Material) verbraucht wurde, um 1 kg Produkt herzustellen. MI-Faktoren für Grundmaterialien reichen von 2 kg/kg für Rundholz, über 5 kg/kg für typische Kunststoffe, 85 kg/kg für Aluminium, 500 kg/kg für Kupfer bis hinauf zu 540.000 kg/kg für Gold.

Tabelle 8: Materialintensitäten (abiotische Rohstoffe) einiger ausgewählter primär erzeugten Metalle (Quelle: www.wupperinst.org)

Produkt	MI-Faktor
Au	540.000
Ag	7.500
Cu	348
Ni	141
Al	37
Zn	22
Pb	16

Die Materialinputs werden für fünf Kategorien berechnet: abiotische Rohstoffe, biotische Rohstoffe, Bodenbewegung in der Land- und Forstwirtschaft, Wasser und Luft. Mineralische

Rohstoffe mit der nicht verwerteten Rohförderung (Abraum, Gangart), fossile Energieträger und bewegte Erde (Aushub etc.) gehören zur Kategorie der abiotischen Rohstoffe.

Auf der Internetseite des österreichischen „Faktor 10 Instituts“ werden die in die Berechnung eingehenden Werte wie nachfolgend beschrieben. „Bei der Analyse der MIPS-Werte verschiedener Produkte und Dienstleistungen werden zunächst alle Inputs von Materialien bzw. Rohstoffen zur Produktion eines Wirtschaftsgutes in kg (oder t) berücksichtigt und aufsummiert, die der Umwelt aktiv entnommen bzw. dort bewegt wurden (Erze, Gesteine, Sand, Kies, etc.). Hinzu kommen alle Materialien, die zur Entnahme von Rohstoffen oder zum Bau von Infrastrukturen bewegt werden müssen. Hierzu zählt anfallender Abraum ebenso wie abgepumptes Grundwasser oder gerodete Bäume.

Weiterhin werden diejenigen Materialien hinzugerechnet, die indirekt für die Erzeugung, die Verpackung, zum Betrieb oder Gebrauch, zur Wartung bzw. Reparatur sowie zur Wiederverwendung (Recycling) bzw. zur Deponierung des zu bemessenden Wirtschaftsgutes verbraucht werden. Dazu kommen nach Möglichkeit diejenigen Materialien, die mittelbar zur Erzeugung bzw. für den Betrieb und die Entsorgung bzw. das Recycling des Wirtschaftsgutes notwendig sind, etwa die aus dem Energieverbrauch resultierenden Stoffströme bzw. Materialien. Hierzu gehören auch die genutzten oder anteilig in Anspruch genommenen Infrastrukturen wie z.B. Transport-, Förder-, Produktions- und Entsorgungsanlagen einschließlich der für Erstellung, Betrieb, Wartung und Abriss der Infrastrukturen notwendigen Inputs.“ Eine ausführliche Beschreibung zur Berechnung des MIPS findet sich auch bei RITTHOFF ET AL. (2002)

9.2.1 Vergleich von MI und SCE

Wie bereits zuvor aufgeführt beträgt der MI-Faktor für primär erzeugtes Kupfer 348. Das bedeutet, dass pro kg Kupfer 348kg Naturmaterialien verbraucht werden. Die Berechnung der MI-Faktoren des Wuppertalinstituts liefert neben Werten für die eingesetzten Mengen an Erz und der Abraummenge auch Werte für den Verbrauch an Wasser und Luft. Pro Tonne Primärkupfer werden demnach 367t Wasser und 1,6t Luft verbraucht.

In der hier vorgenommenen Betrachtung werden ausschließlich die Prozessschritte Abbau und Aufbereitung betrachtet. Um die Vergleichbarkeit der Ergebnisse zu gewährleisten, sind in die Berechnung nur Standorte eingegangen, welche als Hauptprodukt Cu produzieren, das im Konzentrat vorliegt. Minen, die Cu als Nebenprodukt gewinnen, weisen im Allgemeinen wesentlich höhere MI-Werte für Kupfer auf, da Cu nur in geringen

Konzentrationen im Erz vorliegt und nur vergleichsweise wenige Tonnen Cu produziert werden, aber gleichzeitig der komplette Materialeinsatz dem Cu zugerechnet wird.

Die hier verwendeten MI-Werte stellen eine recht grobe Vereinfachung dar. Es werden nur die Mengen an Erz und Abraum in Abbau und Aufbereitung betrachtet. Der Verbrauch an Wasser und Luft wird nicht einbezogen, da für die Einzelstandorte dazu keine Informationen vorliegen. Eine Vergleichbarkeit ist aber auch ohne diese Werte gegeben, da für alle Minen derselbe Prozess (Flotation) betrachtet wird.

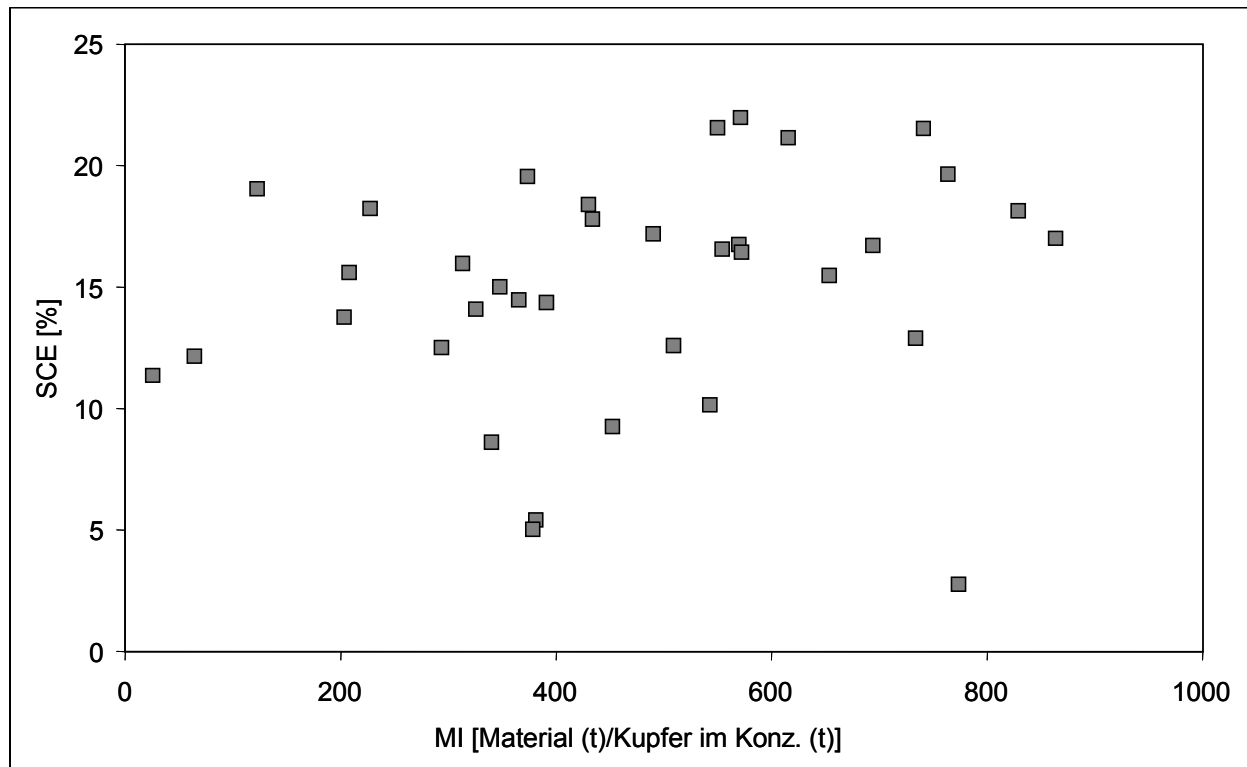


Abbildung 69: MI und SCE für Minen (Kupfer als Hauptprodukt), die Cu-Konzentrat herstellen.

Die MI-Werte beziehen sich auf eine Tonne im Konzentrat vorliegendes Cu. Die hier aufgeführten MI-Werte sind also in ihrer Berechnung nicht als vollständig zu betrachten, sollen jedoch für eine vergleichende Betrachtung ausreichen. Anzumerken ist, dass die MI-Werte für Cu schon an dieser Stelle im Produktionsprozess im Mittel über den durch das Wuppertalinstitut gegebenen Werten, die das fertige Produkt Kupfer betrachten (also die Verhüttung einschließen), liegen. Die hier berechneten Werten würden sich demnach noch erhöhen, wenn für alle Produktionsschritte der vollständige Naturverbrauch berechnet würde. Worin diese Diskrepanz begründet liegt, ist unbekannt. Möglicherweise spielt eine unterschiedliche Auswahl von Standorten durch die Bearbeiter eine Rolle.

Die Werte von SCE und MI zeigen eine schwache Korrelation. Hohe MI-Werte scheinen tendenziell mit höheren SCE-Werten einherzugehen.

SCE und MI wurden als Maß zur Beurteilung der Nachhaltigkeit von Standorten vorgestellt. Im Hinblick auf eine Nachhaltige Entwicklung ist ein hoher SCE-Wert wünschenswert sowie ein möglichst geringer Verbrauch an Rohstoffen, also ein geringer MI-Wert. Bei der in den vorangegangenen Kapiteln vorgestellten Berechnung der SCE-Werte bleibt der Aspekt der erzeugten Abraummengen unberücksichtigt. Zur Bewertung der Nachhaltigkeit der Rohstoffnutzung sollte dieser Aspekt integriert werden, da er in direktem Zusammenhang mit den geologischen Eigenschaften der Lagerstätte steht. Die Geometrie einer Lagerstätte hat entscheidenden Einfluss auf die Wahl des Abbauverfahrens und dieses wiederum auf die anfallenden Abraummengen, die aber auch direkt von der Ausbildung der Lagerstätte abhängen. Die MIPS-Methode greift dieses Problem auf.

Fasst man die beiden Instrumente (SCE und MI) zusammen, um eine umfassendere Beurteilung zu erlauben, ergibt sich, dass im Hinblick auf einen nachhaltigen Umgang mit metallischen Rohstoffen ein geringer Wert als Ergebnis aus MI/SCE angestrebt werden muss. Interessanterweise scheint bei dieser Berechnung der Unterschied zwischen den einzelnen Lagerstättentypen zu verschwinden. Aufgrund der nicht ausreichenden Datenpunkte in den einzelnen Lagerstättenkategorien, kann aber hierüber keine abschließende Aussage getroffen werden.

Ein starke Korrelation zeigt sich zwischen den MI/SCE-Werten und dem gesamten Kupferverlust der einzelnen Standorte. Generell zeigt sich der Trend: je höher die Kupferverluste, desto höher ist auch der MI/SCE-Wert.

Für Minen, die Kupferkonzentrat produzieren und deren Hauptprodukt Cu ist, liegt der MI/SCE-Wert durchschnittlich bei 23,2. Wird Kupfer lediglich also Nebenprodukt gewonnen, so steigt der Wert auf durchschnittlich 33,5. In diesen Minen wird das Cu im Allgemeinen weniger effektiv aufkonzentriert und liegt schon im Erz in geringeren Konzentrationen vor, so dass vergleichsweise mehr Material zur Produktion von einer Tonne Cu in Anspruch genommen wird.

Bezieht man die Kupferverluste in die Betrachtung ein, so zeigt sich, dass es bei Minen, welche Cu als Koppelprodukt gewinnen, eine Korrelation des MI/SCE-Wertes mit den je Standort auftretenden Gesamtverlusten gibt. Die nachfolgende Grafik zeigt, dass hohe MI/SCE-Werte in diesem Fall mit hohen Cu-Verlusten einhergehen. Für Standorte an denen Cu Hauptprodukt ist, ist kein eindeutiger Trend abzulesen.

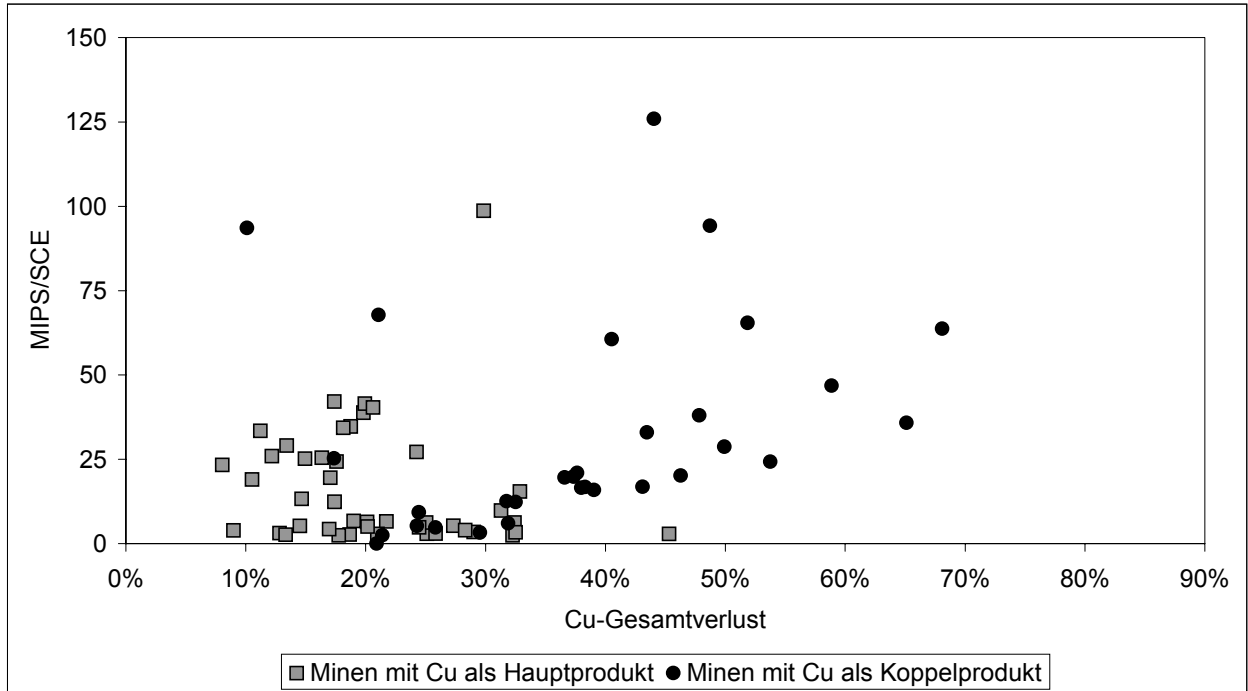


Abbildung 70: Korrelation von MI/SCE-Wert und dem Gesamtkupferverlust je Standort für Minen mit Cu als Hauptprodukt sowie Standorte mit Cu als Koppelprodukt. Berücksichtigt wurden Standorte, die ausschließlich Cu-Konzentrat produzieren.

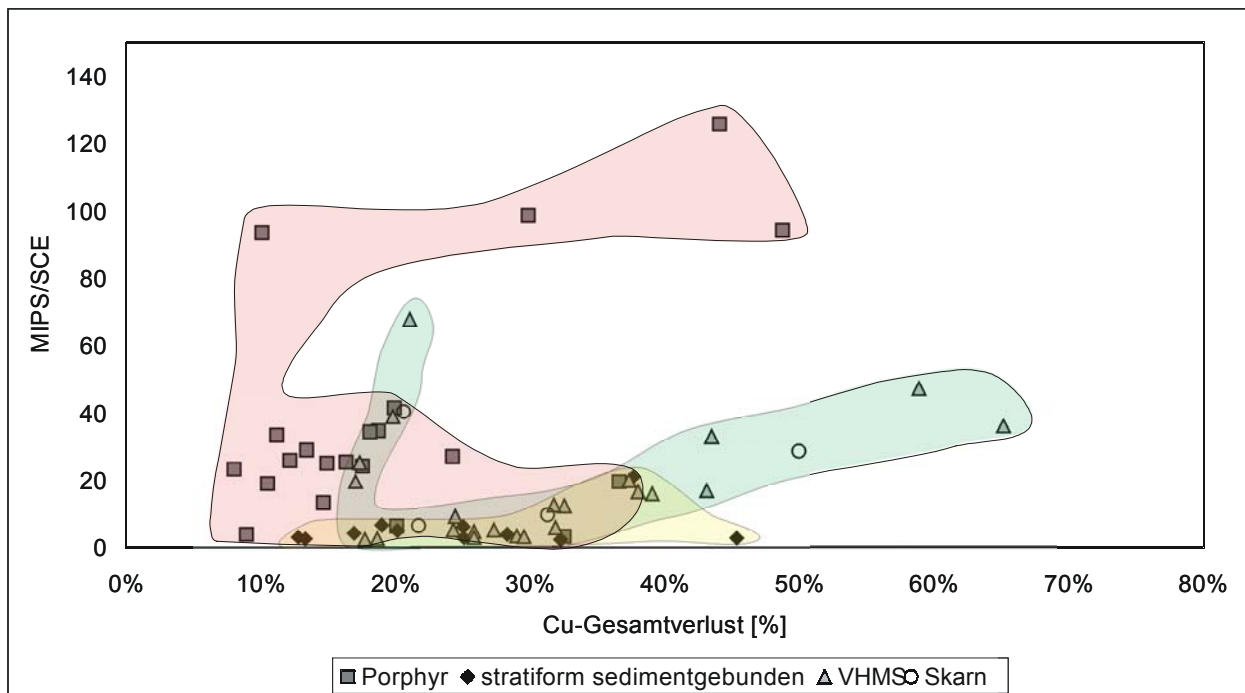


Abbildung 71: Vergleich von MI/SCE-Wert und den Cu-Gesamtverlust je Standort für unterschiedliche Lagerstättentypen. Berücksichtigt wurden Standorte, die ausschließlich Cu-Konzentrat produzieren (Cu als Hauptprodukt oder Nebenprodukt).

9.2.2 Ein Indikator zu Bewertung einer Nachhaltigen Rohstoffnutzung

Da, wie oben erläutert, im Sinne einer nachhaltigen Rohstoffnutzung ein geringer MI/SCE-Wert anzustreben ist, aber gleich zeitig auch ein geringer Kupferverlust zu fordern ist, können alle Werte zusammengefasst betrachtet werden.

Die sich ergebende Kennzahl wird als Indikator zur Beurteilung der Performance einer Lagerstätte hinsichtlich einer nachhaltige Rohstoffnutzung herangezogen. Der Indikator „Nachhaltige Rohstoffnutzung“ wird im Folgenden mit *INR* abgekürzt.

$$INR = \frac{MI}{SCE} * \text{Kupferverlust}$$

Hier ist ein möglichst niedriger INR-Wert als positiv zu bewerten. In dieser kombinierten Betrachtung der berechneten Gesamtverluste, der statistischen Entropie und des Materialinputs stehen die eingehenden Werte ungewichtet nebeneinander. Auf eine Gewichtung wurde bewusst verzichtet, da an dieser Stelle nicht geklärt werden kann, ob ein geringer Kupferverlust positiver zu bewerten ist als z.B. ein geringer Materialinput.

Die Berechnung wurde sowohl für Minen, welche als Hauptprodukt Cu produzieren, als auch für Standorte, an denen Cu Koppelprodukt ist, durchgeführt. Die Ergebnisse sind in nachfolgender Abbildung dargestellt. Standorte mit dem Koppelprodukt Kupfer weisen, wie zu erwarten, durchweg höhere INR-Werte auf als Minen mit Kupfer als Hauptprodukt. Dieses liegt in zahlreichen Faktoren begründet, die für die Kupferverluste und die Statistische Entropie bereits in den entsprechenden Kapiteln erläutert wurden. Einige wichtige Faktoren sind nachfolgend genannt.

- Höhere Cu-Verluste in der Aufbereitung, da sie auf andere Metalle (z.B. Gold) optimiert ist.
- Höherer Materialeinsatz pro t Cu aufgrund des geringeren Kupfergehaltes im Erz.
- Der relativ niedrige Cu-Gehalt im Erz und relativ hohe Kupferverluste im Flotationsverfahren führen zu einer weniger effektiven Aufkonzentration der Kupfers und somit zu einem niedrigen SCE-Wert.

Für Minen, in denen Cu ein Koppelprodukt ist, weisen 50% der Standorte einen INR-Wert unter 9,903 auf. Ist Cu Hauptprodukt, so liegt der INR-Wert bei 2,03 für die besten 50% der Standorte.

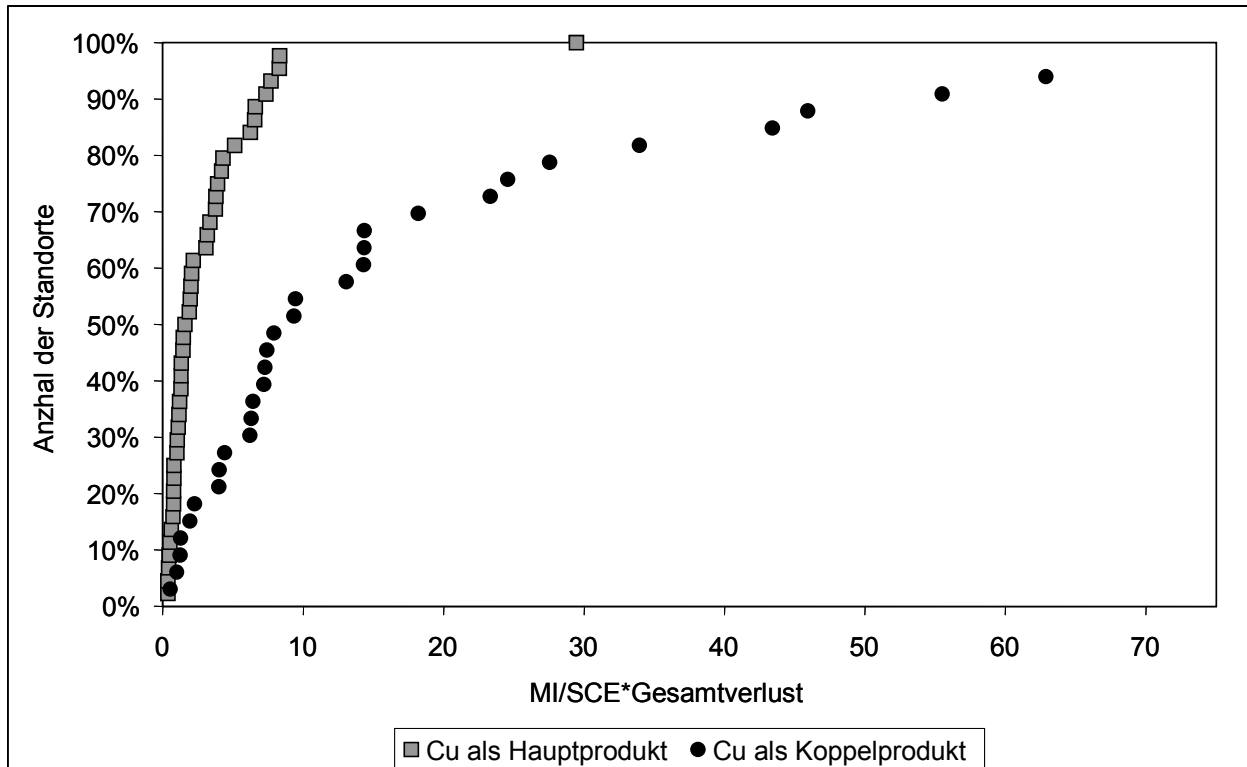


Abbildung 72: Kumulative Häufigkeitsverteilung der INR-Werte (MI/SCE*Cu-Gesamtverlust). Berücksichtigt wurden nur Konzentrat produzierende Standorte mit Cu als Hauptprodukt sowie Minen, die Cu als Koppelprodukt gewinnen.

Die Aufgliederung der INR-Werte in unterschiedliche Lagerstättentypen zeigt, dass sich die einzelnen Typen voneinander unterscheiden. Generell sind die INR-Werte in stratiform sedimentgebundenen Lagerstätten am niedrigsten. Die INR-Werte der VHMS Lagerstätten sind niedriger als die der porphyrischen Lagerstätten. Wird der INR-Wert zur Bewertung des nachhaltigen Umgangs mit nicht erneuerbaren Ressourcen herangezogen, so ist aus der vorliegenden Analyse abzuleiten, dass stratiform sedimentgebundene Lagerstätten als nachhaltiger zu bewerten sind als VHMS Lagerstätten und porphyrische Lagerstätten.

Die Integration des Gesichtspunktes der Auf- bzw. Abkonzentration von Substanzen im Massenstrom, zusätzlich zur Frage der Lagerstättenausnutzung, liefert einen Hinweis darauf wie nachhaltig mit der nicht erneuerbaren Ressource Kupfererz umgegangen wird.

Legt man der Bewertung den INR zugrunde, so folgt der Schluss, dass derzeit eine nachhaltige Nutzung des Rohstoffes Kupfererz nicht gegeben ist, da der größte Anteil der globalen Kupferproduktion aus porphyrischen Lagerstätten stammt.

Es muss aber berücksichtigt werden, dass der INR lediglich nachhaltige Rohstoffnutzung in bezug auf die in der Ausgangsreserve vorhandene Kupfermenge bewertet. Es wird analysiert, wie effektiv diese Rohstoffmenge genutzt wird. Selbstverständlich darf der INR nicht als alleiniger Nachhaltigkeitsindikator zur Bewertung von Einzelstandorten

herangezogen werden, sondern muss immer in Verbindung mit weiteren Indikatoren (z.B. Energieverbrauch, Emissionen, Biodiversität etc.) gesehen werden. Als alleiniger Indikator bewertet der INR also vielmehr den Status Quo der globalen Kupfergewinnung und gibt Hinweise darauf, wie effizient Lagerstätten ausgebeutet werden. Die Eigenschaften der unterschiedlichen Lagerstättentypen pausen sich durch, so dass klar voneinander getrennte Gruppen auftreten. Primäre geologisch-mineralogische Charakteristika beeinflussen also die Effizienz der Rohstoffnutzung und wirken sich direkt und indirekt auf den Aspekt der Nachhaltigkeit aus.

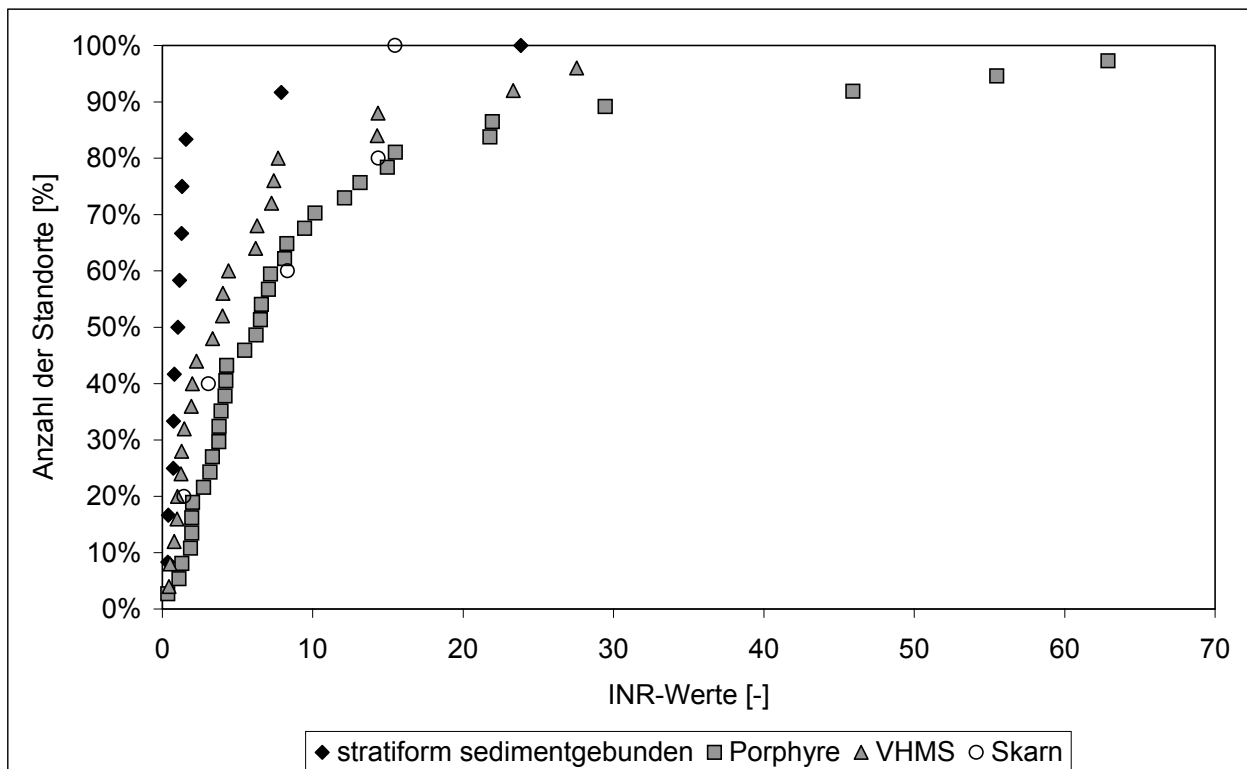


Abbildung 73: INR-Werte aufgliedert nach Lagerstättentypen. 100% der Standorte ist die Gesamtzahl der erfassten Standorte für den jeweiligen Lagerstättentyp.

9.2.3 Implikationen für zukünftige Nachfrageänderungen

Da die jährliche Kupferproduktion bereits in die Berechnung der Indikatoren einfließt, liefert sie an dieser Stelle keinen Beitrag zur Bewertung der nachhaltigen Rohstoffnutzung, sondern ist vielmehr in Bezug auf eine zukünftige theoretische Nachfrageänderung von Interesse.

Eine Anwendung des INR als Indikator für eine nachhaltige Rohstoffnutzung und eine so herbeigeführte Veränderung der Nachfrage ziehen auch die Frage nach der zukünftigen Rohstoffverfügbarkeit nach sich. Würde in Zukunft die Forderung nach einer nachhaltigen

Rohstoffnutzung die Nachfrage bestimmen, so würden Standorte, welche hohe INR-Werte aufweisen, von der Produktion ausgeschlossen. Dieses würde wiederum eine Verminderung der jährlichen Kupferproduktion bedeuten. Gleiches gilt auch für die Kupferverluste.

In diesem Kapitel werden unter Annahme einer verstärkten Nachfrage nach „nachhaltigem Kupfer“ ein Szenario entwickelt und es werden Auswirkungen dieser Änderungen auf die Rohstoffverfügbarkeit untersucht.

Wird der INR-Wert als Indikator zur Beurteilung einer nachhaltigen Rohstoffnutzung herangezogen, muss die Frage gestellt werden, inwieweit die verfügbare globale Kupferproduktion durch eine veränderte Nachfrage betroffen wäre. Zur Beantwortung dieser Frage muss zwischen Minen, die Cu als Hauptprodukt gewinnen, und Standorten, an denen Kupfer ein Nebenprodukt darstellt, unterschieden werden. Abbildung 74 illustriert die Abhängigkeit der Produktion vom INR-Wert. Generell gilt, je flacher der Kurvenverlauf, desto unempfindlicher reagiert das System auf eine Nachfrageänderung hin zu einem geringeren INR-Wert. Die Produktionskapazität der Minen, die als Koppelprodukt Cu produzieren, wäre demnach weniger stark betroffen als die Produktionskapazität der Minen mit Kupfer als Hauptprodukt. Für Minen, welche Cu als Koppelprodukt gewinnen, streut der INR-Wert über einen wesentlich größeren Bereich als für Minen mit Cu als Hauptprodukt, so dass eine Vergleichbarkeit der INR-Werte nur eingeschränkt möglich ist. Für beide Gruppen gilt aber, dass die verfügbare Kupfermenge aus produzierenden Minen eine starke Abhängigkeit vom INR-Wert aufweist, also stark auf eine veränderte Nachfrage reagieren würde.

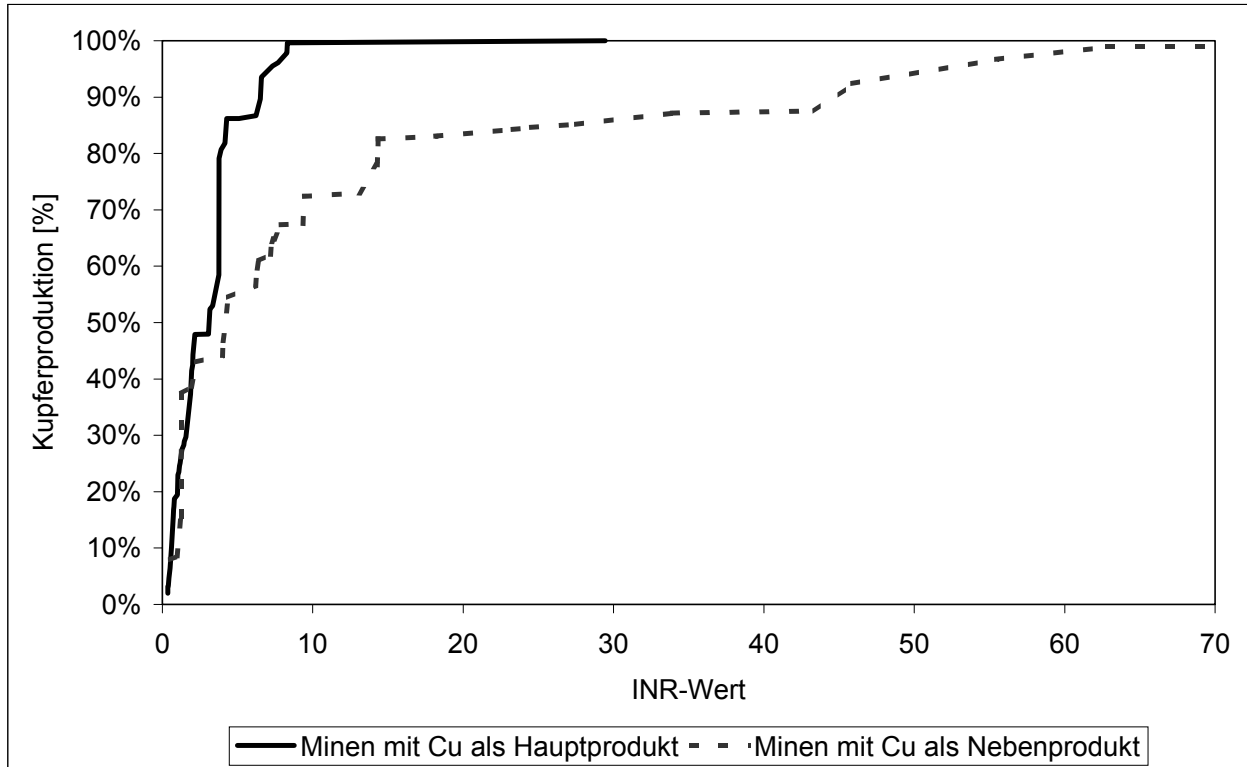


Abbildung 74: Die globale jährliche Kupferproduktion in Abhängigkeit vom INR-Wert. 100% der Produktion entspricht der erfassten Produktion in Minen mit Cu als Hauptprodukt bzw. Cu als Koppelprodukt.

Szenario: „Zukünftige Nachfrageänderung hin zu Kupfer mit geringen INR Werten“

Annahme: Die Nachfrage nach „nachhaltigem Kupfer“ steigt

Eine Nachfrageänderung, die stärker die Aspekte einer Nachhaltigen Entwicklung berücksichtigt, könnte z. B. durch politische Vorgaben initiiert werden. Die politische Forderung, Nachhaltigkeit in der Rohstoffnutzung zu berücksichtigen, kann sich in entsprechender Umweltgesetzgebung, Steuern und Abgaben, Subventionen etc. niederschlagen und so eine Nachfrageänderung steuern.

Nachfolgende Abbildung illustriert die Verteilung der Standorte, geordnet nach aufsteigendem INR-Wert, mit der zugehörigen Jahresproduktion. Minen die eine Jahresproduktion von über 100.000t Cu verfügen liegen vermehrt im mittleren Bereich.

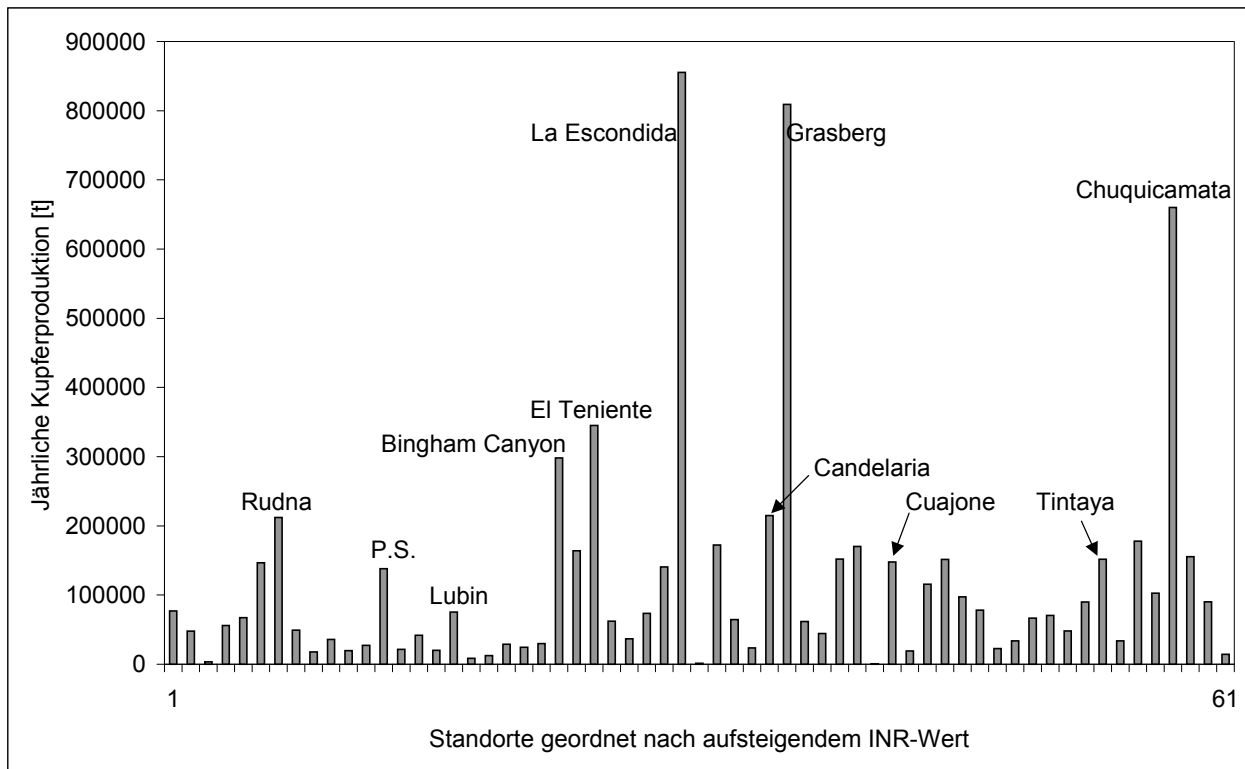


Abbildung 75: Einzelstandorte geordnet nach aufsteigendem INR-Wert mit jeweiligen jährlichen Kupferproduktion. (P.S. = Polkowice-Sieroszowice).

Die hier in die Analyse einbezogenen Minen liefern eine jährliche Kupferproduktion von 7,18Mt. Das entspricht einem Anteil von der globalen Kupferproduktion im Referenzjahr von ca. 60%. An dieser Stelle sei noch einmal erwähnt, dass hier nur Standorte betrachtet werden, deren Hauptprodukt Kupfer ist. Wird Cu als Koppelprodukt gewonnen, finden diese Minen hier keine Berücksichtigung. Ebenso vom Szenario ausgeschlossen sind Minen, die ihr Cu durch Laugung und das anschließende SX-EW Verfahren gewinnen.

Die nachfolgende Abbildung verdeutlicht, wie sich eine prozentuale Qualitätssteigerung auf die globale Kupferproduktion auswirken würde. Da die INR-Werte über einen breiten Bereich streuen, wirkt sich zunächst eine Qualitätssteigerung kaum auf die weltweite Verfügbarkeit von Kupfer aus. Durch eine angenommene Forderung einer Steigerung von 10% würden nur 1 Mine diesen Standard nicht erfüllen (bei 50% Steigerung 7 Minen).

Im Bereich der geringeren INR-Werte wirkt sich allerdings eine Steigerung der Qualität sehr stark auf die Kupferverfügbarkeit aus.

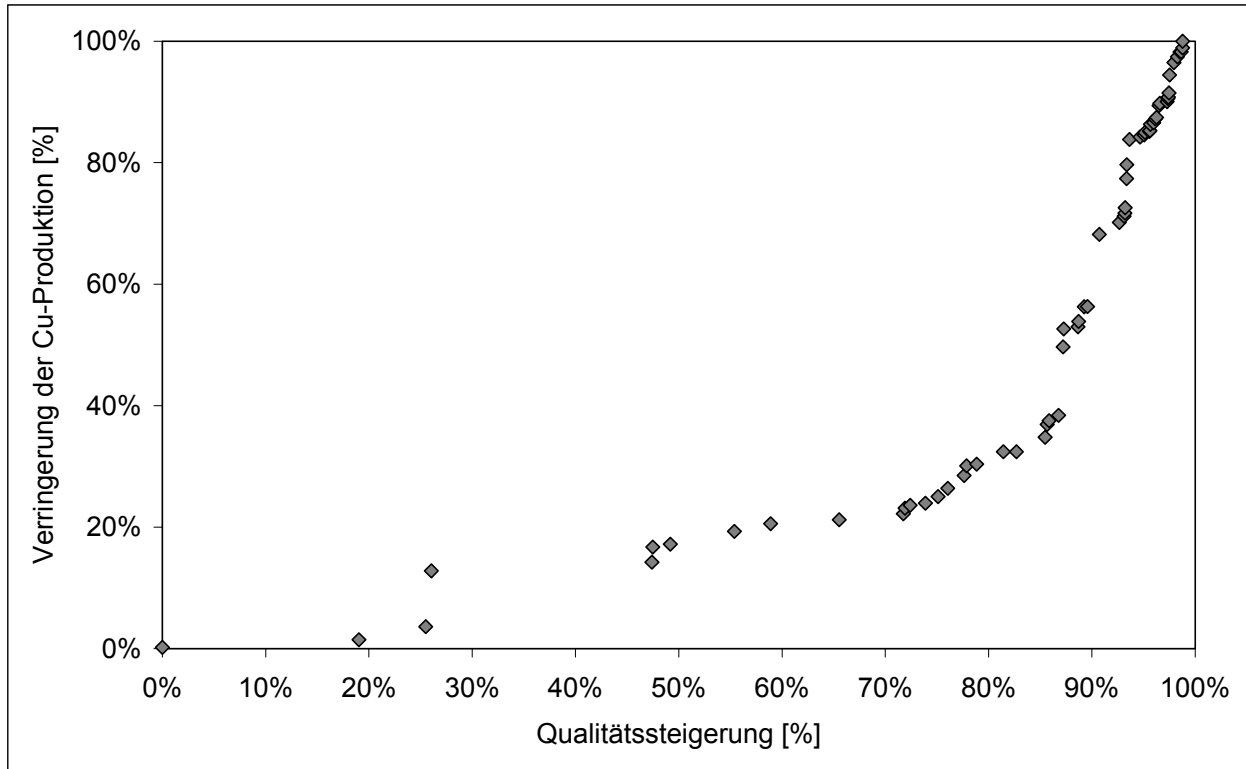


Abbildung 76: Verringerung der Kupferproduktion durch eine Steigerung der Qualität in Hinsicht auf die Nachhaltigkeit.

10 Fallstudien

In diesem Kapitel werden in zwei Fallstudien die zuvor vorgestellten Kennwerte zur Bewertung einer nachhaltigen Rohstoffnutzung beleuchtet. Nachdem bislang die vorgestellten Methoden für eine globale Betrachtung herangezogen wurden, soll nun eine standortspezifische Betrachtung erfolgen.

Bei der Auswahl der Minen für die Fallstudien wurde berücksichtigt, dass unterschiedliche Lagerstättentypen in der Fallstudie vertreten sind, um die Ergebnisse mit der globalen Analyse vergleichen zu können. Es wurden hier Standorte ausgewählt, die das Verfahren der Flotation anwenden. Die in den Fallstudien vertretenden Minen sind die porphyrische Lagerstätte Cuajone und die Skarnlagerstätte Tintaya in Peru sowie die stratiform sedimentgebundenen Lagerstätten des polnischen Kupferschiefers (Lubin, Polkowice-Sieroszowice und Rudna).

Die Standorte Cuajone, Tintaya und Polkowice-Sieroszowice wurden im Rahmen des SFB 525 von der Bearbeiterin befahren.

10.1 KGHM Polska Miedz S.A.

Die Kupferbereitstellung Polens wird ausschließlich durch die KGHM Polska Miedz S.A. mit dem Hauptsitz in Lubin gewährleistet. Das Unternehmen umfasst auf der einen Seite die Metallgewinnung vom Bergbau bis zur Metallurgie, auf der anderen Seite Beteiligungen sowie eigene Unternehmen im Telekommunikationssektor. In beiden Sektoren sind insgesamt etwa 20000 Personen beschäftigt (KGHM, 1998).

In den drei Bergwerksbetrieben Rudna, Lubin und Polkowice-Sieroszowice der KGHM Polska Miedz SA sind rund 12800 Personen beschäftigt. Aus den drei Bergwerken fällt dabei eine Erzförderung von jährlich 27,5 Mt Kupfererz an. Je nach Standort wird das Erz dann an die angegliederten Aufbereitungsanlagen in Lubin, Rudna und Sieroszowice transportiert und dort weiterverarbeitet. In den KGHM-Bergwerksbetrieben und den angeschlossenen Aufbereitungsanlagen in Lubin, Polkowice und Rudna werden jährlich aus rund 30 Mt Kupfererz etwa 1,9 Mt Konzentrat gewonnen. Das Konzentrat wird anschließend in den Hüttenanlagen in Glogow I, Glogow II sowie Legnica zu Kathodenkupfer und anschließend zu reinem Kupfermetall mit 99,99% Cu-Gehalt verarbeitet. Die Produktion im Jahr 2000 lag bei 486.000 Tonnen Kupfer. Im Besitz der KGHM befindet sich des Weiteren ein Walzwerk in Cedynia. Hier werden rund 206.000t des erzeugten Kupfers weiterverarbeitet, während die verbleibenden 280.000t exportiert werden.

10.1.1 Geologie

Die sedimentären stratiformen Lagerstätten des Kupferschiefers sind stratigraphisch an Schichten des Zechsteins (Oberperm) gebunden. Der Kupferschiefer hat eine Ausdehnung von 600.000 km² und eine E-W-Erstreckung von 1500 km, von England, die Niederlande und Deutschland bis nach Polen und Rußland reicht. Die zwei Hauptbergbauegebiete im Bereich des Kupferschiefers sind Mansfeld in Deutschland (nicht mehr in Produktion) und der Lubin-Distrikt in Polen nordwestlich von Wroclaw (Breslau).

Die Ablagerung der Sedimente des Rotliegenden, die das Zechstein unterlagern, erfolgte in den Becken der im Zuge der variszischen Orogenese herausgebildeten Morphologie. Es folgte die Transgression des Zechsteins mit der Ablagerung des Kupferschiefers. Im Hangenden des Kupferschiefers folgen die Kalke des Zechsteins und eine mächtige Sequenz von Zechsteinevaporiten. Die Erzvorkommen sind im Wesentlichen auf den Kupferschiefer beschränkt, obwohl lokal auch die umgebenden Lithologien erhöhte Metallgehalte aufweisen können.

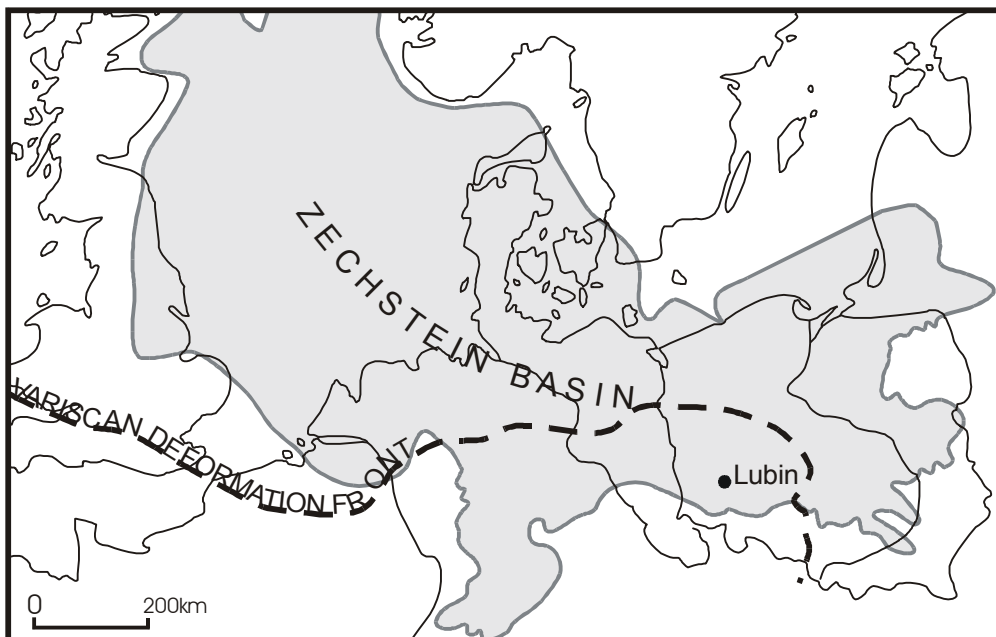


Abbildung 77: Ausdehnung des Zechsteinmeeres (OSZCZEPLASKI, 1998)

Der Kupferschiefer überlagert mit einem scharfen Kontakt den sogenannten basalen Kalkstein. Es handelt sich um einen bituminösen, in anoxischem Milieu abgelagerten Mergelschiefer. Der Kupferschiefer enthält keine hochenergetischen marinen Strukturen wie Rippel, Schrägschichtung oder Flaserschichtung. Die Mächtigkeit des Kupferschiefers ist abhängig vom Ablagerungsort innerhalb der Paläotopographie. Im Zentrum von Senken weist der Kupferschiefer eine größere Mächtigkeit, einen höheren organischen Anteil und

eine gleichmäßigere Lamination auf als in einem Ablagerungsmilieu auf Erhebungen oder den Hängen der Senken. Zur Ablagerung von mächtigen, karbonatischen Abfolgen kommt es vor allem in den Randbereichen des Beckens. Die detritischen Minerale des Kupferschiefers sind Illit, Quarz, Chlorit und Feldspat. Die Haupterzminerale im Kupferschiefer sind Bornit, Chalkopyrit, sowie Galenit, Sphalerit und Pyrit. Außerdem treten Covellin, Tetrahedrit, Enargit, Arsenopyrit, Stromeyerit, Safflorit, Cobaltit, Nickelit, Molybdenit, Hämatit und Magnetit auf (KONSTANTYNOWICZ ET AL., 1963). Nach KULICK ET AL. (1989) weisen Proben mit hohem Karbongehalt ($R_v > 1,3\%$) oftmals, gegenüber Proben mit niedrigeren Karbongehalten, höhere Erzgehalte auf. Die Metallanreicherung ist nicht stets auf den Kupferschiefer beschränkt, sondern auch der Zechsteinkalk kann lokal hohe Metallgehalte aufweisen (KONSTANTYNOWICZ ET AL., 1963).

Mineralisation, Lagerstätten

Neben dem Kupferschiefer selbst können auch weitere Lithologien mineralisiert sein. So findet man in Lubin Cu hauptsächlich in Sandstein und Schiefer, während in Polkowice Sandstein und Dolomit mineralisiert sind, und in Rudna die Hauptproduktion aus dem Sandstein stammt (MAYER & SALAMON, 1974)).

Die Cu-Erzminerale liegen meist als Cu-S-Minerale (Chalkokit, Digenit, Covellin) oder Cu-Fe-S-Minerale (Bornit, Chalkopyrit) vor und werden von Pyrit, Galenit und Sphalerit begleitet. In den polnischen Lagerstätten wurden zudem seltene REE- oder PGE-haltige Minerale gefunden. Etwa 80% der Sulfide kommen disseminiert (Korngröße $< 50 \mu\text{m}$) schichtparallel in Bereichen vor, die reich an organischem Material sind. Gröberkörnige Erzminerale ($> 100 \mu\text{m}$) kommen in Aggregaten und Linsen vor, die in der Regel parallel der Lamination des Schiefers sind. Sulfide treten außerdem in Adern auf, welche sowohl konkordant als auch diskordant zur Lamination verlaufen können (JOWETT ET AL., 1987).

Die Sedimente der Roten Fäule, die direkt unterhalb der erzführenden Schichten lagern, enthalten keine Sulfiderze, sind oft reich an detritischen Komponenten und enthalten feinverteilten Hämatit und Goethit, welche dem Gestein seine rötliche Farbe verleihen. Die Rote Fäule tritt in Linsen oder Schichten unterschiedlicher Ausdehnung auf. Die Rote Fäule repräsentiert ein oxidierendes Milieu, dessen Entstehung und Ursache nicht abschließend geklärt sind. Paläomagnetische Messungen ergaben Alter des Hämatits von 200Ma bis 220Ma, was einen spätdiagenetischen Ursprung nahelegt (JOWETT & CRAIG, 1986).

Generell läßt sich sowohl eine horizontale als auch eine vertikale Zonierung der vererzten Zonen feststellen. Die horizontale Zonierung weist oft eine Abhängigkeit von der Entfernung

der Ablagerungsbereiches zur Küste auf. Von proximalen zu distalen Bereichen ändert sich die Mineralisation von Chalkokit und Bornit zu Chalkopyrit und schließlich zu höheren Gehalten von Galenit, Sphalerit und Pyrit. Ag kommt hauptsächlich in der Chalkokit-Bornit-Zone vor (OSZCZEPALSKI, 1989). Die Rote Fäule ist im proximalen Bereich anzutreffen, wo sie die Cu-Erze umgibt.

Die vertikale Zonierung beginnt im Liegenden mit Cu-Sulfiden, gefolgt von Galenit und Sphalerit. Diese Zonierung stimmt nur in wenigen Fällen mit Fazieswechseln überein. WEDEPOHL (1980) korreliert sie mit der zunehmenden Löslichkeit von Sulfiden im Meerwasser ($\text{Cu} < \text{Pb} < \text{Zn}$). Als Quelle der Metalle werden das prä-permische Basement oder die Sedimente und Vulkanite des Rotliegenden angenommen.

Zur Genese der Lagerstätten des Kupferschiefers wurden zahlreiche Modelle entwickelt, die meist einen sygenetischen oder frühdiagenetischen Ursprung favorisieren. Lokal spielen auch epigenetische Prozesse eine Rolle. Die Metallanreicherung ist wahrscheinlich nicht auf einen Prozess, sondern eine Abfolge von mehreren Prozessen (SWEENEY ET AL., 1987) zurückzuführen.

Im ersten Schritt der Lagerstättenbildung erfolgte eine syngedimentäre Mineralisation. Im anoxischen, H_2S -reichen Bereich der Zechsteinsee wurde Pyrit durch bakterielle Sulfatreduktion und Reaktion mit gelöstem Fe ausgefällt. Eine syngedimentäre Metallanreicherung kann aber als alleiniger Prozeß nicht die Metallmengen im Kupferschiefer erklären. Im diagenetischen Stadium kam es durch aufsteigende Fluide, die Metalle aus dem Weißliegenden mitführten, zu einer weiteren Metallanreicherung. Die Fluide stiegen an Störungen oder Paläohängen der Paläohöhen auf und wanderten von dort ins Beckenzentrum. Es folgte die epigenetische Bildung von Adern, die den Kupferschiefer durchschlagen, durch hydrothermale Fluide, die an Störungen aufstiegen.

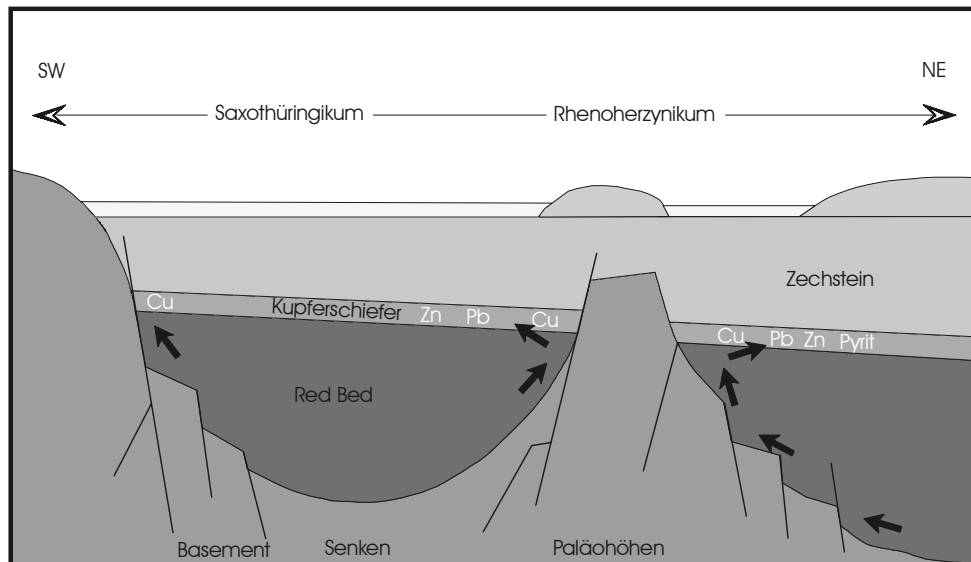


Abbildung 78: Schematische Darstellung der Bildung der Mineralisation des Kupferschiefers (nach SPECZIK, 1985)

Der Kupferschiefer Im Lubin Distrikt

Im Lubin Distrikt treten zwei mineralisierte Zonen auf. Eine geringmächtige Zone im Bereich des Kupferschiefers und eine mächtigere Zone, die das Weißliegende (weißer Sandstein), den Grenzdolomit, den Kupferschiefer und den Werradolomit umfaßt. Der weiße Sandstein enthält ca. 50% der Cu-Reserven, während im Kupferschiefer 20% und in den Karbonaten des Hangenden 30% der Reserven enthalten sind. Die auftretenden Wertminerale sind Chalkosin, Bornit (Ag-haltig), Chakopyrit und Covellin. Die Cu-haltigen Karbonate sind reich an organischem Material und Tonmineralen. Die Karbonate, die Pb enthalten, weisen einen geringeren Gehalt an organischem Material und Tonmineralen auf. In Zn-haltigen Karbonaten sind diese Bestandteile noch niedriger (KUCHA & PAWLIKOWSKI, 1986). Im Hangenden zeigt sich eine Entwicklung zu zunehmend oxidischen Bedingungen. Im Bereich der Zechsteinevaporite treten im Lubin Distrikt mächtige Halitvorkommen auf. Die Cu-Gehalte und Mächtigkeiten der mineralisierten Zonen schwanken in Abhängigkeit von der Paläotopographie.

Tabelle 9: Stratigraphischer Überblick über das Perm im Lubin Distrikts (KUCHA & PAWLIKOWSKI, 1986).

Alter	Einheit	Lubin Distrikt	Mächtigkeit [m]
Ober Perm	Zechstein	Unterer Anhydrit	30-70
		Zechsteinkalk	20-100
		Karbonatreicher Kupferschiefer	0-90
		Silt/Tonreicher Kupferschiefer	
		Tonreicher Kupferschiefer	
			Grenzdolomit
Unter Perm	Rotliegendes	Weißer Sandstein	0-25

In den Minen der KGHM hat der vererzte Bereich (Cu-Flöz) eine Mächtigkeit von bis zu 20 m. Die Schichten fallen mit 4% nach N ein. Im Durchschnitt enthält das Erz 2% Cu. Ca. 80% der Reserven befinden sich in dem Kupferschiefer, welcher durchschnittlich 2m mächtig ist. Die wichtigsten Erzminerale sind Chalkosin, Bornit und Chalkopyrit. Weiterhin treten Covellin, Tennantit, Pyrit, Galenit und Sphalerit auf. Neben dem Schiefer sind auch die im Hangenden folgenden Sandsteine und Dolomite vererzt. Außer Cu werden aus den Erzen der Minen der KGHM Ag, Au, Pb und Se gewonnen. Die Metallgehalte im Erz variieren in Abhängig von der Lithologie. So treten die höchsten Cu-Gehalte in den Minen Lubin und Polkowice im Kupferschiefer und in den hangenden Karbonaten auf. Gleiches gilt für Mo- und V-Gehalte. Die höchsten Konzentrationen von Pb, Zn und Cd werden in den im Hangenden folgenden Dolomiten erreicht.

Im Bereich der Mine lassen sich die Zechsteinevaporite vier Eindampfungszyklen zuordnen. Innerhalb des Zechsteins existieren mächtige Halitvorkommen, die z.T. abgebaut werden.

10.1.2 Bergbau

Die Berechtsame der KGHM Polska Miedz SA erstreckt sich über Lubin in einem länglichen Streifen in Richtung Nordwesten über den Ort Polkowice bis nach Sieroszowice und Glogow. Das Gebiet der Berechtsamen umfasst eine Fläche von rund 411,5 km². Dabei werden sieben Divisionen unterschieden: die Divisionen Lubin I, Malomice I, Rudna I und Rudna II, Polkowice II, Sieroszowice I und Radwanice E. Bergbau findet dabei nur in den vier Abschnitten Lubin I, Rudna I, Polkowice II und Sieroszowice I statt. Der Abbau in den Divisionen Polkowice und Sieroszowice wird gemeinsam betrieben und verwaltet (KGHM, 1998). Für die meisten Berechtsamen liegen Konzessionen bis Ende 2013 vor; im Abschnitt Rudna II hingegen ist eine Konzession bis ins Jahre 2046 vorgesehen.

Der Zugang zur Lagerstätte in den drei Bergwerksdivisionen erfolgt über insgesamt 28 Schächte. In der Berechtsamen Lubin wurden insgesamt sieben, in Rudna zehn, in Polkowice sieben und in Sieroszowice weitere vier Schächte abgeteuft. Jeweils ein Schacht in jeder Division dient der Personenbeförderung, bei den anderen Schachtanlagen handelt es sich um Materialtransport- oder Wetterschächte. Das Einfallen der Vererzung nach Nordwesten hin spiegelt sich in den Endteufen der Schächte wider: während die Endteufen um Lubin zwischen 700 m und 800 m liegen, sind die Schächte in Sieroszowice auf bis zu 1100 m abgeteuft.

Seit 1968 wird das Kupfererz im Örterbau hereingewonnen. Dazu werden Festen mit unterschiedlichen Dimensionen angelegt. Zum einen sind dies quadratische Festen mit einer Grundfläche von 5x5 m bzw. 10x10 m, zum andern rechteckige Pfeiler mit Kantenlängen von 7-12x16 m, die parallel zur Abbaufont angelegt werden, um damit dem Gebirgsdruck entgegenzuwirken. Um die Lagerstätte möglichst komplett ausbeuten zu können, werden die Pfeiler rund 30 Tage dem Gebirgsdruck ausgesetzt. Der Gesteinsverband der Pfeiler wird durch den Auflastdruck stark aufgelockert, so dass die aufgelockerten Bereiche später ebenfalls hereingewonnen werden können. Die Abbauverluste werden durch dieses Verfahren auf bis zu 10% reduziert.

Teile der hereingewonnenen Lagerstättenbereiche werden versetzt, um Bergschäden übertage zu vermeiden. Es handelt sich dabei um die Lagerstättenbereiche, die sich unter infrastrukturell erschlossenen Gebieten wie bspw. Ortschaften befinden, und in denen die Erzmächtigkeiten mehr als 7m betragen. Auf die gesamte Bergwerksfläche werden rund 30% der hereingewonnenen Lagerstätte versetzt. Als Versatzmaterial wird quartärer Sand aus einer nahegelegenen Sandgrube eingebracht. Der Anteil an Aufbereitungsabgängen am Versatzmaterial ist mit rund 5% relativ gering.

10.1.3 Erzaufbereitung im Werk „Polkowice“

In der Aufbereitungsanlage „Polkowice“ wird das in der Mine Polkowice-Sierszowice geförderte Erze aufbereitet. In den Prozessstufen Brechung, Mahlung, Klassierung, Flotation und Konzentratentwässerung wird ein kupferreiches Konzentrat erzeugt bei gleichzeitiger Abtrennung des tauben Gesteins.

Das zunächst in Hammerbrechern auf eine Korngröße von 25 mm zerkleinerte Erz wird in Kugelmühlen gemahlen und mit einer Korngröße maximal 0,3 mm der Flotation zugeführt, wo ein Großteil des Konzentrats in der Grobflotation (Korngröße $>0,12$ mm) abgetrennt wird. Die Flotationsabgänge werden nachgemahlen.

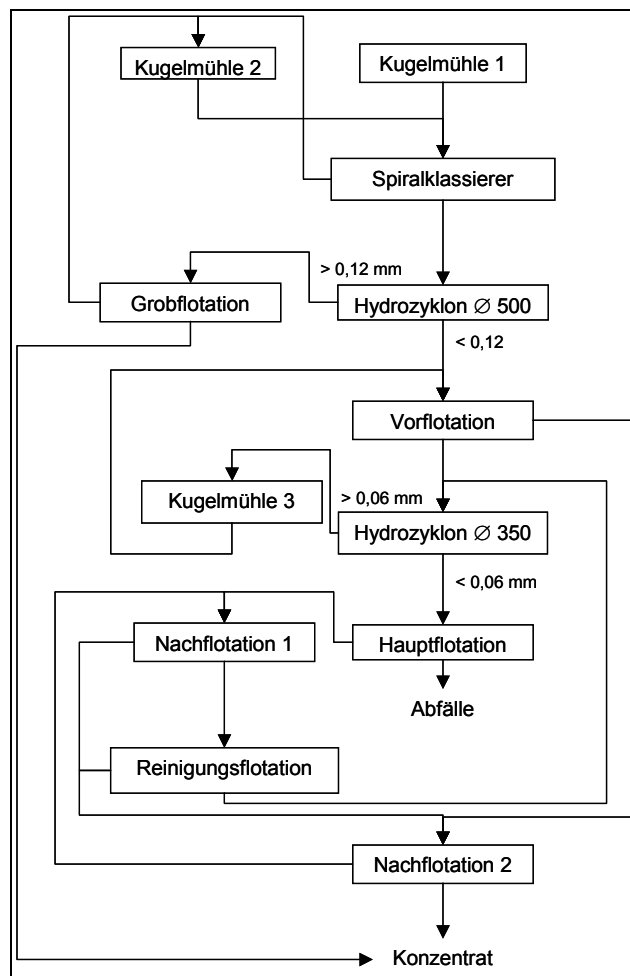


Abbildung 79: Flussbild der Aufbereitungsanlage

Das gemahlene Erz mit einer Korngröße $< 0,12$ mm geht in die Vorflotation, und von dort wird der beladene Schaum der Nachflotation zugeführt. Die Flotationsabgänge dieser Stufe werden in den Hydrozyklonen separiert. Die Grobfraktion wird gemahlen und wieder in die

Vorflotation zurückgeführt, während die Feinfraktion in die Hauptflotation geht. Hier erfolgt die einzige Abtrennung der Flotationsabgänge aus dem gesamten Flotationskreislauf. Der beladene Schaum geht in die beiden Stufen der Nachflotation. Aus der zweiten Nachflotation erhält man das Konzentrat. Der konzentrathaltige Schaum aus der Flotation wird in Eindickern entwässert und in Filterpressen weiter eingedickt. Nach dem Trocknen wird der Filterkuchen in Waggons für den Transport in die Hütte verladen.

10.1.4 Verhüttung

Der Standort Glogow umfasst zwei Kupferhütten und gehört heute mit einer Jahresproduktion von 378.000 t zu den größten Kupferhütten der Welt. 1971 wurde die Hütte Glogow I in Betrieb genommen. Dort werden jährlich ca. 183.000t Kathodenkupfer hergestellt. In der Hütte Glogow II werden seit 1978 ca. 195.000 t Kathodenkupfer jährlich hergestellt. Der Unterschied zwischen den beiden Hütten liegt in dem eingesetzten Ofentyp: in Glogow I arbeiten drei Schachtöfen, wohingegen in Glogow II ein Outokumpu Schwebeschmelzofen eingesetzt wird.

Da die aus den verschiedenen Bergwerken (Polkowice, Rudna, Lubin) stammenden Kupferkonzentrate in ihrer Zusammensetzung unterschiedlich sind, werden sie gemischt. Eine homogene Mischung ist für den Prozess erforderlich, um die Öfen optimal ausnutzen zu können. Aus dem anfallenden Anodenschlamm werden Gold und Silber in einer separaten Anlage gewonnen. Weiterhin werden Blei, Nickelsulphat und Natriumarsenat hergestellt.

10.1.5 Deponierung der Aufbereitungsabgänge

Aufbereitungsabgänge aus der Flotation der Aufbereitungsanlagen Rudna, Polkowice und Lubin werden in den Bergeteich „Zelazny Most“, der seit 1977 existiert und ca. 15 km von der Stadt Lubin und ca. 35 km von dem Fluß Oder entfernt ist, eingebracht. Es ist geplant den Bergeteich bis zum Ende des Lagerstättenabbaus (etwa 2075 – 2080) zu nutzen.

Der Aufbereitungsteich besitzt ein Fassungsvermögen von 320 Mio. m³ bei einem Durchmesser von 1,5 km und einer Fläche von ca. 1.670 ha. Der hydraulische, gravimetrische Transport der Tailings von der Aufbereitungsanlage in den dafür vorgesehenen Teich findet durch überirdisch verlegte Rohre statt. Der Rücktransport von gereinigtem Wasser zu den drei Bergwerken wird durch Pumpen bewerkstelligt.

Die derzeitige Dammhöhe beträgt ca. 46 m, sie kann jedoch bis über 90 m erhöht werden. Das Dammmaterial setzt sich sowohl aus den Abgängen der Aufbereitung, die, vermischt mit

Kies, den inneren Rand und den Kern des Dammes bilden, als auch quartären Sanden, die von außen eingebracht werden, zusammen. Die Aufbereitungsabgänge aus Polkowice beinhalten von den drei Aufbereitungsanlagen den größten Anteil feinkörnigen Materials und werden weiter im Zentrum (min. 200 m von der Damminnenseite entfernt) in das Becken eingeleitet. Das grobe Material, welches mündungsnah sedimentiert und einen zum Beckenzentrum geneigten Strand (Beach) bildet, wirkt sich unterstützend auf die Stabilität des Dammes aus. Im zentralen Teil des Beckens befindet sich ein Überlaufabsetzbecken, aus welchem gereinigtes Wasser in den Kupferkreislauf bzw. periodisch in die Oder abgeleitet wird.

10.1.6 Kupferverluste in den Minen der KGHM

In den Minen der KGHM wurden im Jahr 2000 27,1 Mt Erz gefördert mit einem Metallinhalt von über 0,5 Mt Cu. Den weitaus größten Anteil an der Erzförderung hat die Mine Rudna mit 12 Mt. In Polkowice-Sieroszowice wurden 8,7 Mt und in Lubin 6,4 Mt Erz hereingewonnen. Die Kupfergehalte (Head Grade) der geförderten Erze liegen zwischen 1,4% und 2,1%. Aus dem insgesamt in den Minen der KGHM geförderten Erzen wurden im Jahr 2000 462.973t Kupfer als Konzentrat gewonnen. Die Cu-Gehalte der hergestellten Konzentrate liegen zwischen 19% und 29%.

Tabelle 10: Produktionsdaten der Minen der KGHM im Jahr 2000

	Polkowice-Sieroszowice	Rudna	Lubin
Erzproduktion [t]	8.700.000	12.000.000	6.400.000
Cu-Head Grade [%]	1,9	2,1	1,4
Cu-Gehalt im Erz [t]	165.300	252.000	89.600
Konzentrat [t]	555.000	809.000	430.000
Cu-Gehalt im Konzentrat [%]	27,0	28,7	19,0
Cu-Produktion [t]	149.850	232.183	81.700
Ausbringen Aufbereitung [%]	90,7	92,1	91,2

Für die Zusammensetzung des Erzes in den drei Minen lassen sich Unterschiede ausmachen. In den Minen Polkowice-Sieroszowice und Rudna ist Chalkosin das Hauptkupfermineral und somit Hauptlieferant des durch die KGHM produzierten Kupfers. In Lubin ist Bornit, was in den beiden anderen Minen nur eine untergeordnete Rolle spielt, das

Hauptkupfermineral. Weiterhin treten Pyrit und Galenit als nicht kupferhaltige Erzminerale auf. In nachfolgender Grafik sind die Mengen an Kupfer dargestellt, die je Mine in dem jeweiligen Kupfermineral enthalten sind.

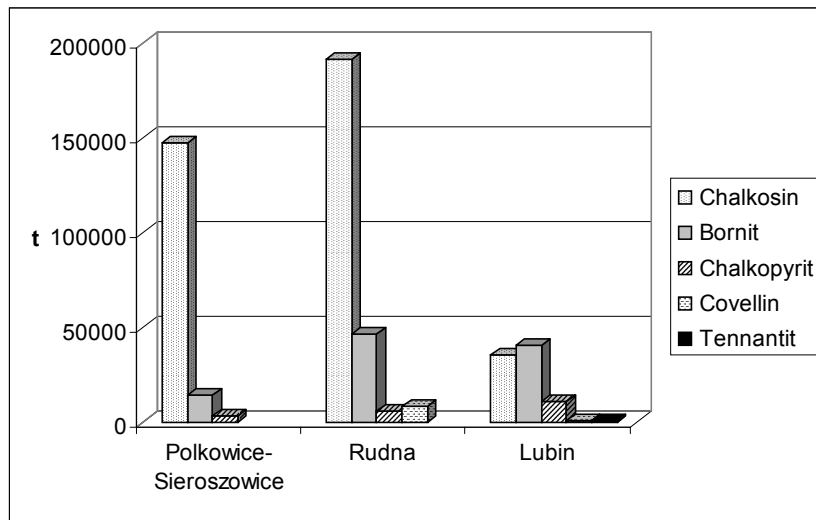


Abbildung 80: Erzzusammensetzung und im jeweiligen Mineral enthaltene Cu-Menge in den Minen der KGHM im Jahr 2000

Aus den Minen der KGHM wurden im Jahr 2000 25,3 Mt Tailings, die im Zuge der Herstellung des Kupferkonzentrats anfielen, in den Bergeteich „Zelazny Most“ eingeleitet. Aus Rudna, der Mine mit der höchsten Cu-Produktion und Erzförderung, stammt die größte Menge der Tailings (11,2 Mt). Aus Polkowice-Sieroszowice und Lubin werden 8,1 Mt bzw. 7,0 Mt pro Jahr eingeleitet. Die Abgänge der Minen enthalten durchschnittlich noch 0,17% Cu. Die Abgänge der Mine Polkowice-Sieroszowice weisen mit 0,19% die höchsten, die Abgänge Lubins mit 0,13% die niedrigsten Kupfergehalte auf. Die Tailings enthalten durchschnittlich 0,17% Cu, was bezogen auf die jährlich anfallende Tailingsmenge bedeutet, dass darin etwa 45.000 t Cu enthalten sind. Die in den Tailings enthaltenen Kupferminerale sind Chalkosin mit einem Anteil von 79%, Bornit (15%), Chalkopyrit (5,9%) und Covellin (0,1%). Umgerechnet auf die den gesamten Kupferinhalt der jährlich eingeleiteten Abgänge ergibt sich, dass 39.199 t Cu dieser Menge in dem Mineral Chalkosin gebunden sind, 5.638 t liegen im Bornit vor und 1.288 t im Chalkopyrit. Covellin ist mit 42 t Cu dagegen für die Verluste kaum von Bedeutung.

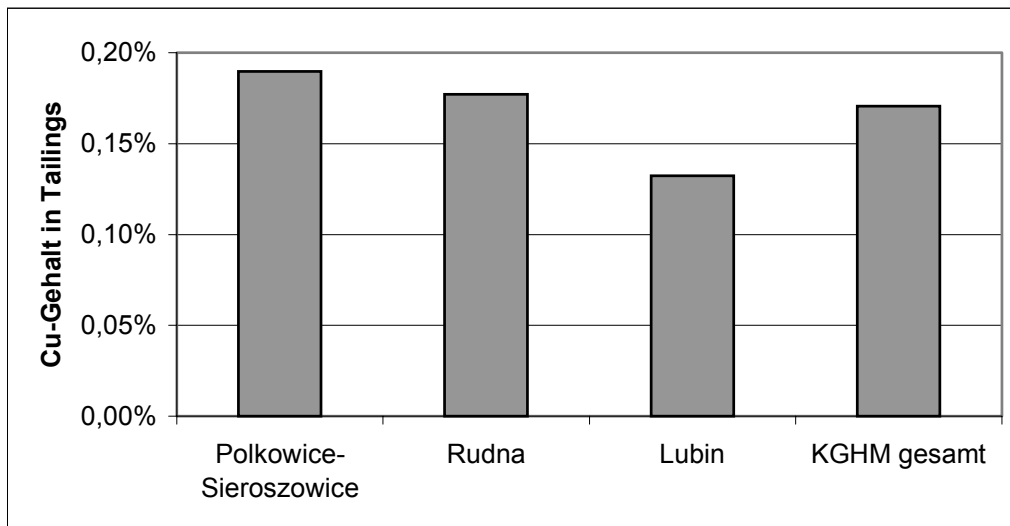


Abbildung 81: Kupfergehalte in den Aufbereitungsabgängen

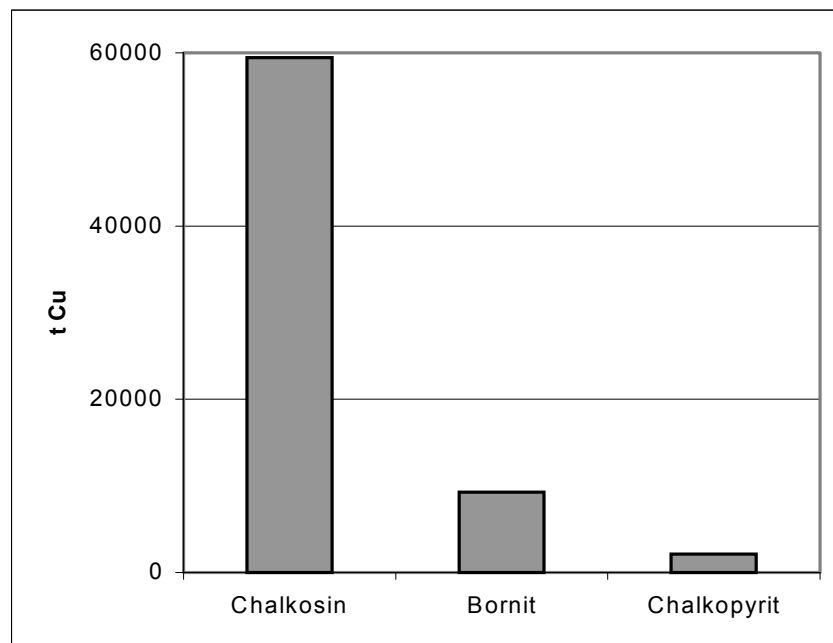


Abbildung 82: Menge Kupfer je Mineral in den jährlich in Zelazny Most eingeleiteten Tailings

Die im Zuge von Abbau und Aufbereitung anfallende Menge an nicht extrahiertem Kupfer beträgt für die drei Minen Polkowice-Sieroszowice, Rudna und Lubin zusammen im Jahr 2000 insgesamt 99.488 t Cu, was 17,7% des in der in Anspruch genommenen Reserve enthaltenen Kupfers entspricht.

Durch das Abbauverfahren (Örterbau) fallen ca. 10% abbaubedingte Verluste an. Diese beziffern sich für die Minen der KGHM zusammengenommen auf 56.321 t Cu. Bei diesen Verlusten handelt es sich in erster Linie um Erz, das in den Stützpfeilern verbleibt und nicht

hereingewonnen werden kann. Die Erzmenge, die den oben angeführten Kupferverlust beinhaltet, beträgt in den Minen Polkowice-Sieroszowice, Rudna und Lubin 9,67 Mt , 13,3 Mt bzw. 7,1 Mt Erz.

In der insgesamt gefördert Erzmenge sind 506.900 t Cu enthalten, von denen durch die Aufbereitung 462.973 t extrahiert werden und in den produzierten Kupferkonzentraten vorliegen. Die Differenz von 43.167 t Kupfer findet sich in den Tailings und repräsentiert die Menge des in der Aufbereitung nicht extrahierten Kupfers (prozessbedingte Kupferverluste). Das Kupferausbringen in der Aufbereitung beträgt in allen drei Minen über 90%.

Die Anteile der wichtigsten Kupferminerale in Erz, Konzentrat und Tailings lassen sich für die drei Minen der KGHM über die einzelnen Prozessschritte nachvollziehen.

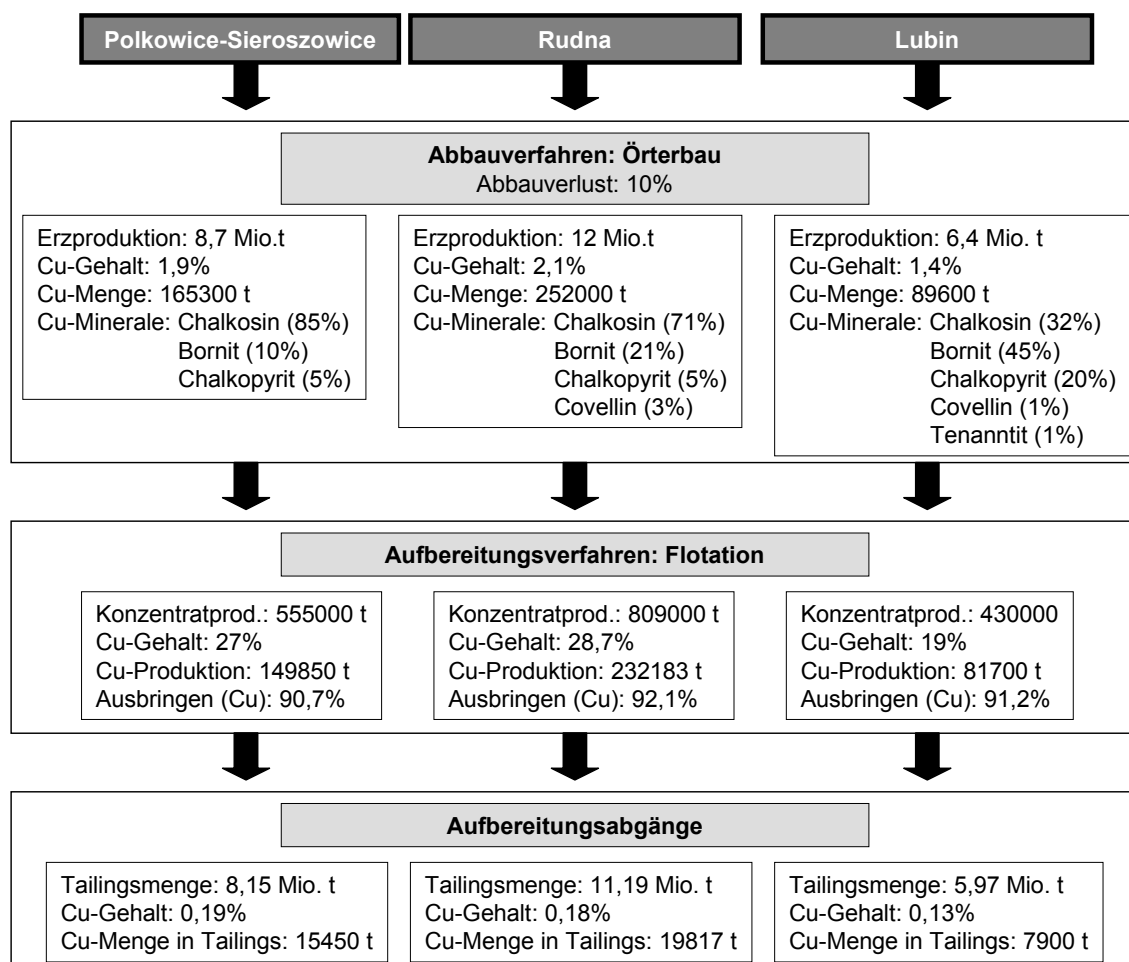


Abbildung 83: Massenbilanz des Kupfers vom Erz bis zum Konzentrat bzw. den Tailings in den Minen Rudna, Polkowice-Sieroszowice und Lubin.

Seit 1974 wurden im Bergeteich „Zelazny Most“ laut KGHM insgesamt 304 Millionen m³ Tailings deponiert. Dieses Volumen lässt sich bei einer angenommenen mittleren Dichte der Tailings auf eine Menge von 527 Mt umrechnen. Diese Menge Tailings beinhaltet insgesamt etwa 0,9 Mt Kupfer. Um die gesamte im Bergeteich lagernde Kupfermenge abschätzen zu können, wird angenommen, dass es in der Vergangenheit keine Verschiebung bezüglich der Herkunft der Tailings aus den drei Minen gab. Ferner wird davon ausgegangen, dass der Kupfergehalt in den gesamten Tailings mit dem heutigen vergleichbar ist.

Tabelle 11: Gesamte Kupfermenge, die in den in „Zelazny Most“ deponierten Tailings enthalten ist.

	Polkowice-Sieroszowice	Rudna	Lubin
Herkunft der Tailings (Bezug auf t Tailings im Jahr 2000)	32%	44%	24%
Gesamtmenge Tailings	165,4Mt	227,5Mt	124,1Mt
Cu-Menge in Tailings	314.260t	409.500t	161.330t

10.1.7 Interpretation der Cu-Verluste und Einordnung in den globalen Kontext

Die Minen Polkowice-Sieroszowice, Rudna und Lubin gewinnen 17% bis 18% der in Anspruch genommenen Ausgangsreserve herein. Im globalen Vergleich aller kupferproduzierenden Minen liegen die polnischen Bergwerke damit unter den 10%, die ihre Kupferreserven am effektivsten nutzen. Auch bei Betrachtung der Gesamtverluste an der in Anspruch genommenen Reserve bei stratiform sedimentgebundenen Kupferlagerstätten bestätigt diese Stellung der polnischen Minen.

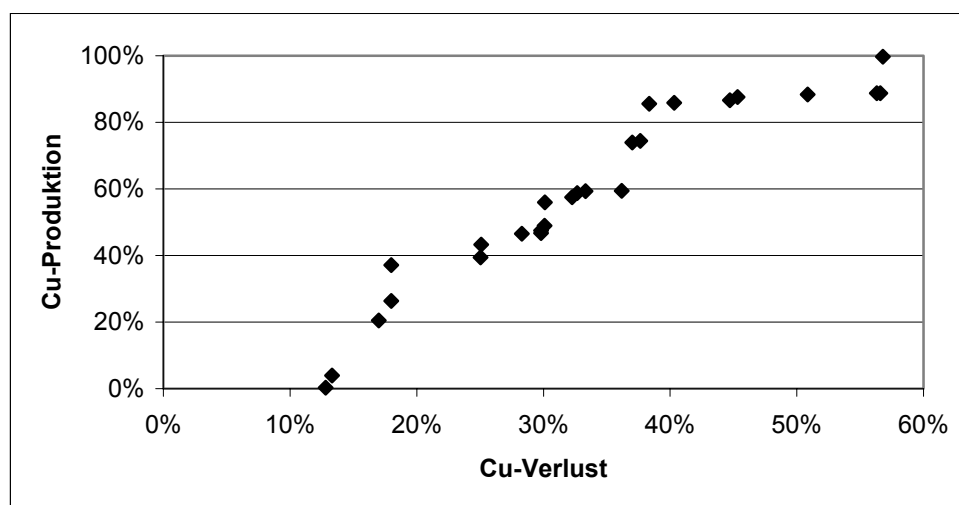


Abbildung 84: Cu-Verlust in Bezug auf die in Anspruch genommene Reserve und globale Cu-Produktion aus stratiform sedimentgebundenen Kupferlagerstätten

Ein Grund für die vergleichsweise geringen Kupferverluste basiert sicherlich auf dem Abbauverfahren des Örtterbaus, bei dem durchschnittlich 90% der Erzreserven hereingewonnen werden. Weltweit liegen die abbaubedingten Verluste durchschnittlich bei 10% für alle Abbaumethoden, bei untertägigen Abbaumethoden bei 17%.

Nach OSZCZEPALSKI (1999) repräsentiert eine sehr feinkörnige, disseminierte Mineralisation mit einer Korngröße von <50 µm ca. 80% der Sulfide. Untergeordnet treten gröberkörnige Aggregate und Linsen von Erzmineralen auf sowie Erzadern. Das in den KGHM-Minen hereingewonnene Erz wird in der Aufbereitung auf 60 µm aufgemahlen, so dass ein Großteil der Kupferminerale für die Flotation zugänglich ist und im Konzentrat verbleibt.

10.1.8 Die Koppelproduktion am Beispiel der Mine Polkowice-Sieroszowice

Eine regionale Betrachtung der Kupferverluste am Beispiel der polnischen sedimentgebundenen Kupferlagerstätten des Lubin Distrikts gibt einen Einblick in die Problematik der Verluste von Kupfer und seinen Koppelprodukten. Neben Kupfer wird aus den Erzen der Minen Lubin, Rudna, und Polkowice-Sieroszowice vom Betreiber KGHM auch Silber, Gold, Blei und Selen gewonnen. Unter Berücksichtigung der Abbau- und Aufbereitungsverluste (Flotation) ergibt sich, dass in der Mine Polkowice-Sieroszowice ca. 18% Kupfer, 30% Silber und fast 70% Blei nicht aus der Ausgangsreserve extrahiert wurden. Für Selen liegen keine Werte vor.

Tabelle 2: Produktion und Verlust von Kupfer, Silber und Blei in der Mine Polkowice-Sieroszowice, Polen

	Produktion (t)	Abbauverlust	Ausbringen Flotation	In der Ausgangsreserve enthaltene Metallmenge (t)	Gesamtverlust
Kupfer	150.000	10%	90%	183.800	18%
Silber	241	10%	77%	348	30%
Blei	6.382,5	10%	37%	19.333	67%

10.1.9 Relative Statistische Entropie der Minen des polnischen Kupferschiefers

Tabelle 12: Werte der RSE und SCE für Kupfer der polnischen Minen Polkowice-Sieroszowice, Rudna und Lubin (berechnet für das Jahr 1998)

	Polkowice-Sieroszowice	Rudna	Lubin
RSE (Input)	0,61	0,61	0,61
RSE (Output)	0,5251	0,5266	0,5274
SCE	13,269	13,856	13,462

In obiger Tabelle sind die für die Minen Polkowice-Sieroszowice, Rudna und Lubin berechneten RSE- und SCE-Werte dargestellt. In die Berechnung geht ein Abbauverlust von 10% ein. Die RSE-Werte für Input und Output der Minen Polkowice-Sieroszowice, Rudna und Lubin variieren kaum. Dies ist auf die fast identischen Ausgangsbedingungen in den drei Minen zurückzuführen. Auch Das Ausbringen in der Aufbereitung und die Abbauverluste sind nahezu identisch. Unterschiede bestehen im Kupfergehalt und in der hereingewonnenen Erzmeng.

Im globalen Vergleich sind die für die drei Minen des polnischen Kupferschiefers berechneten RSE-Werte relativ niedrig. Zwar gibt es stratiform sedimentgebundene Lagerstätten, deren RSE-Werte niedriger als die der polnischen Minen sind, aber die Gesamtberechnung für stratiform sedimentäre Lagerstätten ergab für den Input einen RSE-Wert von 0,622 und einen Outputwert von 0,564. Während also der Input der KGHM-Minen dem Durchschnitt diesen Lagerstättentyps entspricht, wird das Kupfer effektiver als an anderen Standorten aufkonzentriert, was sich in den dem vergleichsweise geringen Outputwert ausdrückt.

Die SCE-Werte der Standorte Polkowice-Sieroszowice, Rudna und Lubin liegen im mittleren Bereich der für Minen diesen Lagerstättentyps berechneten Werte. Die polnischen Minen weisen allerdings einen deutlich höheren SCE-Wert auf als der SCE-Wert, der aggregiert über alle Einzelstandorte errechnet wurde. Ein hoher SCE-Wert bedeutet eine effektive Substanzkonzentration bezogen auf den Input.

10.2 Fallstudie Peru (Minen Cuajone, Tintaya)

10.2.1 Bedeutung des Bergbaus für Peru

1997 betrug das Bruttosozialprodukt (engl. GDP) Perus ca. 54 Milliarden US Dollar. Die mineralischen Rohstoffe sowie benachbarten Industriezweige hatten hierbei einen Anteil von 8,7% am GDP. Am Gesamtgewinn des Exportes war der Bergbau 1997 mit über 40% beteiligt (GURMENDI, 1997).

Seit 1992 wird der vormals staatliche Bergbau immer stärker privatisiert. Private Unternehmen dominieren den Mittel- und Kleinbergbau. Mehr als 80 ausländische Bergbauunternehmen haben sich in Peru niedergelassen. Während der nächsten zehn Jahre sind als Investitionen im Bergbau ca. 11 Milliarden US Dollar geplant. Dieser Betrag teilt sich wie folgt auf: sieben Milliarden US Dollar für 18 Bergbauprojekte im Feasibility Stadium, zwei Milliarden US Dollar für die Erweiterung bestehender Minen, 900 Millionen US Dollar für 29 Prospektionsprojekte der Exploration sowie 400 Millionen US Dollar um an mehreren Standorten Förderanlagen zu errichten (ASSERETO, 1997)

1997 wurden ca. 500.000 Tonnen Kupfer produziert. Im Vergleich zum Vorjahr stieg damit die Förderung um ca. 3,9%. Ca. 490.000 t Kupfer mit einem Wert von 1,09 Milliarden US Dollar wurden exportiert (MINISTRY OF ENERGY AND MINING, 2000a). Peru förderte 1999 0,54 Mt Kupfer, was im Vergleich zu 1997 eine Produktionssteigerung um 8% bedeutet. Peru stand dadurch 1999 weltweit an sechster Stelle der primären Kupferproduzenten (EDELSTEIN, 2000)

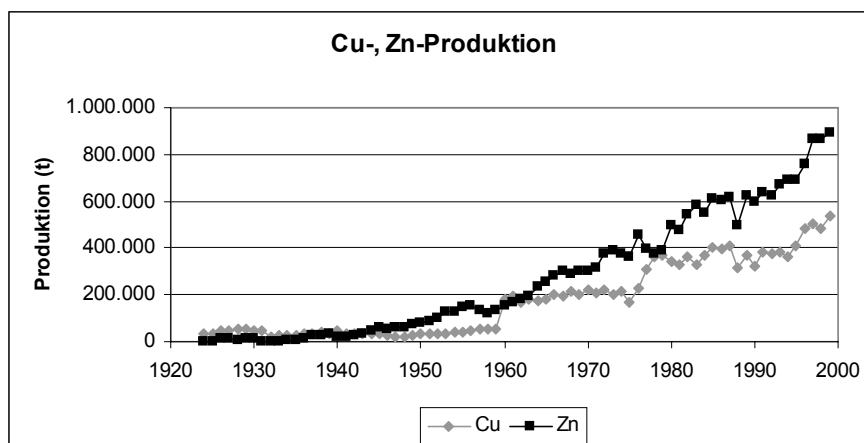


Abbildung 85: Entwicklung der Kupfer- und Zinkproduktion in Peru

Perus Goldproduktion stieg 1997 gegenüber dem Vorjahr um 18,6% auf 76,8 t. Peru exportierte 43 t mit einem Wert von ca. 500 Millionen US Dollar (GURMENDI, 1997)

Die jährliche Silberförderung stieg um 5,4% auf 2.077 t. Dadurch ist Peru nach Mexiko der zweitgrößte Silberproduzent der Welt. Die mittleren Unternehmen zusammen produzierten 1.534 t, die großen Bergbaubetriebe 528 t und die kleinen Betriebe produzierten die restlichen 15 t.

Peru war 1997 der größte Zinnproduzent Lateinamerikas vor Brasilien und Bolivien. Weltweit steht Peru damit nach China und Indonesien an dritter Stelle der Zinnförderung.

Die peruanische Zinkindustrie produzierte 1997 0,87 t und nimmt weltweit nach Australien Kanada und China den vierten Rang ein (GURMENDI, 1997).

Perus sichere Reserven an natürlichen Gasvorkommen betragen Ende des Jahres 1999 200 Mrd m³. 1999 förderte Peru täglich durchschnittlich 120.000 Barrel Erdöl pro Tag. Die Rohölproduktion belief sich 1999 auf 44 Millionen Barrel. Ca. 65% der gesamten Rohölförderung stammt aus dem Dschungelgebiet der Ucayali-Region. Die restlichen 35% der Förderung stammen aus küstennahen und Offshore-Liefergebieten Nordperus. Die Reserven an Erdöl werden auf 380 Millionen Barrel geschätzt (MINISTRY OF ENERGY AND MINING, 2000b).

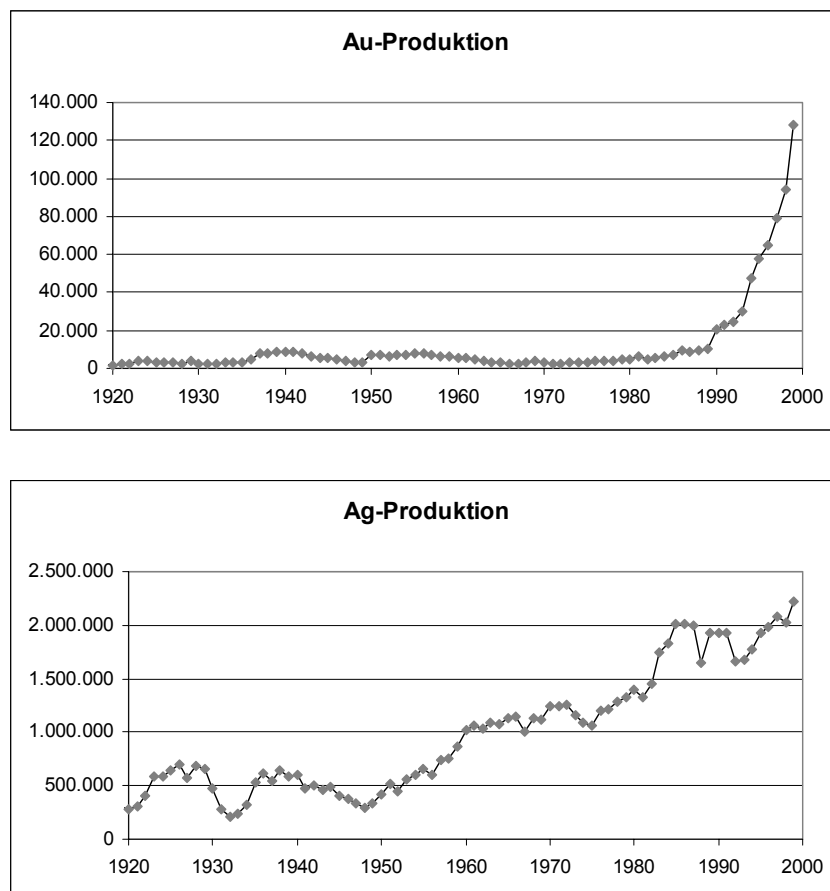


Abbildung 86: Entwicklung der Gold- und Silberproduktion in Peru.

10.2.2 Cuajone

Die Mine Cuajone liegt etwa 30 km nordöstlich von Moquegua im Torata District. Die Distanz zur Hauptstadt Lima beträgt ca. 400 km.

Die Mine Cuajone wird, wie auch die Mine Toquepala und der Smelter in Ilo, von der Southern Peru Copper Corporation (SPCC) betrieben. SPCC ist die größte peruanische Bergbaufirma Perus und gehört zu den 10 größten Kupferbergbauunternehmen des privaten Sektors. 1997 produzierte die SPCC 0,31 Mt Kupfer sowie 3,1 Mio. oz Silber und 9,4 Mio. lb Molybdän.

Grupo Mexico (Asarco Incorporated) besitzt 54,1% der SPCC. Weitere Teilhaber sind eine Tochtergesellschaft der Marmon Corporation (14,2%), Phelps Dodge Overseas Capital Corporation (14%) und weitere Teilhaber (17,7%).

Die SPCC besitzt in Peru die Explorationsrechte für 320.000 ha und führt zur Zeit etliche Gold- und Kupfer-Explorationen durch. Die gesamten in den Minen Cuajone und Toquepala vorhandenen sicheren und wahrscheinlichen Reserven wurden 1997 auf ca. 2,1 Mt geschätzt. Hinzu kommen ca. 680 Mt an niedriggradigem Erz, welches im SX/EW-Verfahren wirtschaftlich verarbeitet werden kann.

Bereits 1936 führte Cerro de Pasco Corporation ein Explorationsprojekt und ein nachfolgendes Bohrprogramm durch, was zur Entdeckung der Lagerstätte führte.

Newmont Mining Exploration erwarb 1951 25% der Anteile und führte erneute Explorationsarbeiten durch. Die Southern Peru Copper Corporation ging 1955 aus einem Joint Venture zwischen Asarco Inc (57,75%), Cerro de Pasco Corp (16%), Newmont (10,25%) und Phelps Dodge Corporation (16%) hervor. 1976 wurde die Mine Cuajone schließlich in Produktion genommen. Grupo Mexico übernahm 1999 Asarco und somit auch Cuajone. Heute hat die Mine etwa 1.500 Angestellte. 1998 produzierte die Mine ca. 150000 t Cu, 50 t Silber und ca. 2 t Molybdän.

Geologie

Im Gebiet der porphyrischen Lagerstätte überlagern spät kretazische bis pliozäne andesitische bis rhyolitische Vulkanite der Toquepala Gruppe diskordant die gefalteten klastischen Sedimente des oberen Jura. Zeitgleich mit der Intrusion des Caldera Batholiths intrudierten Plutone in diese Abfolgen. Kontinentale Sedimente des Oligozän bis Miozän der Moquegua Formation überlagern die Toquepala Gruppe im Osten. Im Osten und Südosten

der Mine wird die Toquepala Gruppe von miozänen bis pliozänen kontinentalen klastischen Sedimenten und Vulkaniten der Maure, Sencca und Capillune Formation überlagert.

Die Mineralisation der Lagerstätte Cuajone befindet sich im Zentrum eines früh eozänen Intrusivkomplexes, der während des finalen Stadiums der Platznahme des Caldera Batholiths entstand. Die Kupfererze sind in den Gesteinen des Intrusivkomplexes sowie den angrenzenden Nebengesteinen der Toquepala Gruppe zu finden. Die vererzte Zone zeigt im Kartenbild einen ovalen Ausbiss. Die maximal 15 m mächtige und nur stellenweise auftretende Oxidzone (Chrysokoll, Tenorit, Malachit) überlagert die ebenfalls geringmächtige Zone der sekundären Sulfide (Chalkosin, Covellin). Die hypogene Kupfermineralisation macht den Großteil der ökonomischen Vererzung aus. Hier herrschen Pyrit und Chalkopyrit vor, daneben tritt Molybdänit wie auch Bornit auf.

Weitere Informationen und ausführliche Darstellung der Geologie finden sich bei CLARK ET AL. (1990 a, 1990 b)

Abbau, Erzaufbereitung und Verhüttung

Pro Monat werden ca. 3 Mt Erz abgebaut. Der Cut-Off-Grade liegt bei 0,5% Cu. Der durchschnittliche Cu-Gehalt der Lagerstätte liegt bei 0,65% (0,0322% Mo).

Der Abbau des Erzes erfolgt im Tagebau. Die Stripping Ratio beträgt 1:1,5. Der derzeit betriebene Tagebau hat eine Größe von 1.000 x 800 m und langfristig ist eine Vergrößerung des Tagebaus auf eine Endgröße von 4.200 x 3.000 m geplant (Zeitraum: ca. 20 Jahre).

Das hereingewonnene Erz wird nicht am Standort Cuajone aufbereitet, sondern es wird mit Zügen, die je 1.360 t Erz fassen, in die ca. 7 km entfernte Aufbereitungsanlage transportiert. Dort wird das Erz gebrochen, gemahlen und flотиert. Das dort hergestellte Konzentrat wird ebenfalls mit Zügen in die 70km entfernte Mine Toquepala transportiert und gemeinsam mit dem dort produzierten Konzentrat zum 150 km entfernten Smelter nach Ilo an die Küste gebracht (wiederum per Bahn).

Seit 1996 wird in Cuajone das Kupfer aus oxidischen Erzen durch die Laugung und das SX-EW Verfahren, welches in Toquepala durchgeführt wird, gewonnen.

Die Tailings der Mine Cuajone werden über eine Pipeline mit den Tailings der Mine Toquepala zusammengeführt und schließlich in den Pazifik eingeleitet.

10.2.3 Tintaya

Die Cu(-Fe)-Skarnlagerstätte Tintaya liegt ca. 250 km nordwestlich von Cusco im Yauri Distrikt in der Provinz Espinar an der westlichen Flanke der Ostkordillere Perus

Betreiber der Mine, in der insgesamt ca. 2.000 Menschen beschäftigt sind, ist BHP-Billiton.

Bereits 1917 wurde von Andes Exploration Co erste Explorationsarbeiten im Gebiet der heutigen Mine durchgeführt. Bis 1940, als verschiedene Gesellschaften erneut explorierten, galten die Kupfergehalte in dem Gebiet jedoch als unwirtschaftlich. Die Cerro de Pasco Corporation erwarb 1952 die Lagerstätte. Bis 1970 wurden 8 Mt Erz mit einem Kupfergehalt von 3% gefördert. Ab 1970 stand die Mine unter staatlicher Verwaltung (CARDOZO, 1979), wurde ab 1985 durch ein Joint Venture vom Staat und privaten Investoren betrieben und 1994 von Magma Copper aufgekauft. BHP-Billiton übernimmt Magma Copper und somit auch den Produktionsstandort Tintaya.

PHELPS (1995) gibt die Reserven der Mine mit 58 Mt Sulfiderz (Gehalt: 1,78% Cu) und ca. 25 Mt Oxiderz (Gehalt: 1,7% Cu) an.

Geologie

Die Cu(-Fe)-Skarnlagerstätte Tintaya besteht aus unregelmäßig geformten Skarnkörpern, die am Kontakt von Kalksteinen des Cenoman-Turon der Ferrobamba Formation im S und SE und einer quarzmonzonitischen Intrusion des Oligozän im N liegen. Diese letztgenannte Intrusion stellt den vierten von fünf magmatischen Schüben dar, die den Andahuaylas-Yauri Batholithen formten, und mit welchem ein 250 km langer Gürtel von Cu(-Fe)-Skarnlagerstätten in genetischer Verbindung steht. Die wichtigsten Cu(-Fe) Lagerstätten der Region sind neben Tintaya Chalcobamba und Corocchohuayco (SANTA CRUZ, 1979).

Zu den Einheiten des Mesozoikums, die die Kalksteine der Ferrobamba Formation (MEGARD, 1973) unterlagern, gehören die Sandsteine und Lutite der Murco Formation (JENKS, 1948), die quartzreichen Konglomerate der Huancane Formation und die Hualhani Orthoquarzite der Yaura Gruppe (VARGAS, 1970, VINCENTE ET AL. 1982). In diese Abfolge intrudierten Monzonite, Diorite und Andesite (CONVINIO UNI-RSTOM, 1989; CARLIER, 1990), wobei aber die beiden letztgenannten Intrusionen nicht zur Bildung wirtschaftlicher Skarnlagerstätten führten.

Die Intrusion der Monzonite, die zur Vererzung führten, wird durch ein älteres NE-SW streichendes Störungssystem kontrolliert. Die Kontrolle der Erzkörper, die im Zuge der

Kontaktmetamorphose entstanden, ist dagegen lithologisch bedingt. Die jüngeren Monzonite intrudierten entlang NW-SE streichender Störungen.

Die Cu-Sulfide treten in Massiverzen auf, in Adern, feinverteilt oder als intergranulare Füllungen. Die Hauptmineralisation tritt im Exoskarn auf. Der nur schwach entwickelte Endoskarn weist einen niedrigeren Kupfergehalt als der Exoskarn auf. Die vorherrschenden Cu-Sulfide sind Chalkopyrit und Bornit. Untergeordnet treten Chalkosin, Digenit und Covellin auf. Gediegen Gold, gediegen Kupfer, Molybdänit, Sphalerit, Galenit und Telluride sind ebenfalls zu finden (SAEZ, 1995). Gold kommt überwiegend gediegen vor und tritt vor allem zusammen mit den Kupfersulfiden auf. Der durchschnittliche Goldgehalt liegt bei 0,44 g/t, kann aber innerhalb der Mine in Abhängigkeit von der Korngröße stark variieren.

Abbau, Aufbereitung und Verhüttung

Hauptprodukt der Mine Tintaya ist Cu. Au und AG werden ebenfalls gewonnen, stellen aber nur Nebenprodukte dar. Pb und Zn werden nicht gewonnen. Ein Projekt zur Gewinnung von Mo läuft.

Es werden 1500t Erz/Tag im Tagebau abgebaut, was eine Erzproduktion von ca. 6 Mt pro Jahr bedeutet. Das Abraum/Erz –Verhältnis liegt bei 9:1.

Der Cu-Gehalt beträgt im Durchschnitt 1,8%, der Au-Gehalt 0,44 g/t und der Ag-Gehalt 714,5 g/t. Das Erz wird gebrochen, gemahlen und anschließend flotiert. Das produzierte Konzentrat enthält 29% Kupfer. Die oxidischen Erze werden nicht flotiert, sondern gelaugt. Während das Ausbringen in der Flotation 81% beträgt, liegt es in der Laugung mit 56% deutlich niedriger.

Die Mine Tintaya verfügt über ca. 47 Mt Erzreserven sowie über zusätzliche Reserven in folgenden Explorationsprojekten: 127.000 t mit einem Gehalt von 1,69% Cu in Coroccohuayco (Explorationsstadium, Skarn) und 400 Mt Erz in Antapaccay (Explorationsstadium, Porphyry).

Das Erz wird gebrochen und gemahlen bevor es flotiert wird. Das durch das Flotationsverfahren hergestellte Konzentrat enthält 29% Cu (Chalkopyrit, Bornit, gediegen Cu), 3,5 g/t Au und 112 g/t Ag. Zudem sind mit einem Anteil von je 22-25% Fe und S enthalten.

Die Produktionskosten betragen 0,618US\$/lb Cu. Sie gliedern sich wie folgt auf: Abbau (0,209 \$/lb Cu), Mahlen (0,108 \$/lb Cu), Transport (0,037 \$/lb Cu), Verwaltung (0,08 \$/lb Cu), Cash Cost (0,412 \$/lb Cu), Umwelt (0,009 \$/lb Cu). Das in Tintaya produzierte Erz wird mit LKWs zum Hafen Matarani transportiert.

10.2.4 Kupferproduktion in Cuajone und Tintaya

In der Mine Cuajone wurden 1998 etwa 148.000t Cu erzeugt. Die Mine Tintaya erzeugt mit 70.000t Kupfer deutlich weniger. Cuajone förderte 21Mt Erz, Tintaya lediglich 4,8 Mt. Da in Tintaya die durchschnittlichen Kupfergehalte im Erz mit 1,8% wesentlich höher sind als in Cuajone (0,9%), klaffen die Zahlen der Erzproduktion weiter auseinander als die der Kupferproduktion. Neben der Herstellung von Kupferkonzentrat durch das Verfahren der Flotation wird in Cuajone für die oxidischen Erze das Verfahren der Laugung angewandt. Während das Ausbringen in der Flotation bei 80% liegt, beträgt es in der Laugung bei nur 77%. Im gewählten Basisjahr (1998) fand das Laugungsverfahren in der Mine Tintaya keine Anwendung. Seit 2002 wird jedoch auch an diesem Standort Erz gelaugt. Das Ausbringen lag 2002 mit etwa 56% deutlich unter dem in der Flotation erzielten Ausbringen (ca. 80%).

Die Ursache für diesen Unterschied ist in der Geologie begründet. Tintaya ist eine Cu-Skarnlagerstätte, in der die Vererzung an karbonathaltige Gesteine (hier die Kalksteine der Ferrobamba Formation) gebunden ist. Da die für die Laugung eingesetzte Schwefelsäure durch diese Karbonate neutralisiert wird, wird die Effektivität der Laugung herabgesetzt. Hier wirkt sich also die Lagerstätteneigenschaft (Erztyp) direkt auf die Höhe des Kupferverlustes aus.

Im Zuge der Flotation fallen in Cuajone 19 Mt und in Tintaya 4,5 Mt Tailings an. Bei Kupfergehalten in den Tailings von 0,18% (Cuajone) bzw. 0,36% (Tintaya) bedeutet das, dass in Cuajone jährlich fast 35.000 t und in Tintaya über 16.000 t Kupfer in den Tailings enthalten sind. In Tintaya enthalten die Aufbereitungsabgänge jährlich auch 38t Silber und ca. 950 kg Gold. Für Cuajone konnten die in den Tailings enthaltenen Mengen an Silber und Molybdän aufgrund fehlender Daten nicht berechnet werden.

Tabelle 13: Produktionsdaten der Minen Cuajone und Tintaya (1998)

	Cuajone	Tintaya
Erzproduktion [t]	20.905.000	4.788.000
Cu-Head Grade [%]	0,87	1,82
Au-Head Grade [g/t]	-	0,44
Ag-Head Grade [g/t]	3,6	14,5
Cu-Gehalt im Erz [t]	181.874	87.142
Konzentratproduktion [t]	493.793	243.448
Cu-Gehalt im Konzentrat [%]	29	29
Au-Gehalt im Konzentrat [g/t]	-	4,74
Ag-Gehalt im Konzentrat [g/t]	101,3	128,6
Cu-Produktion [t]	147.900	70.600
Au-Produktion [kg]	-	1155
Ag-Produktion [t]	50	31,3
Cu-Ausbringen Flotation [%]	81	81
Au-Ausbringen Flotation [%]	-	55
Ag-Ausbringen Flotation [%]	67	45
Cu-Ausbringen Laugung [%]	77	-
Menge der Tailings [t]	19.191.207	4.544.552
Cu-Gehalt in Tailings [%]	0,18%	0,36%
Au-Gehalt in Tailings [g/t]	-	0,2
Ag-Gehalt in Tailings [g/t]	1,5	8,4
Cu-Menge in Tailings [t]	34.851	16.542
Au-Gehalt in Tailings [kg]	-	953
Ag-Gehalt in Tailings [t]	28	38

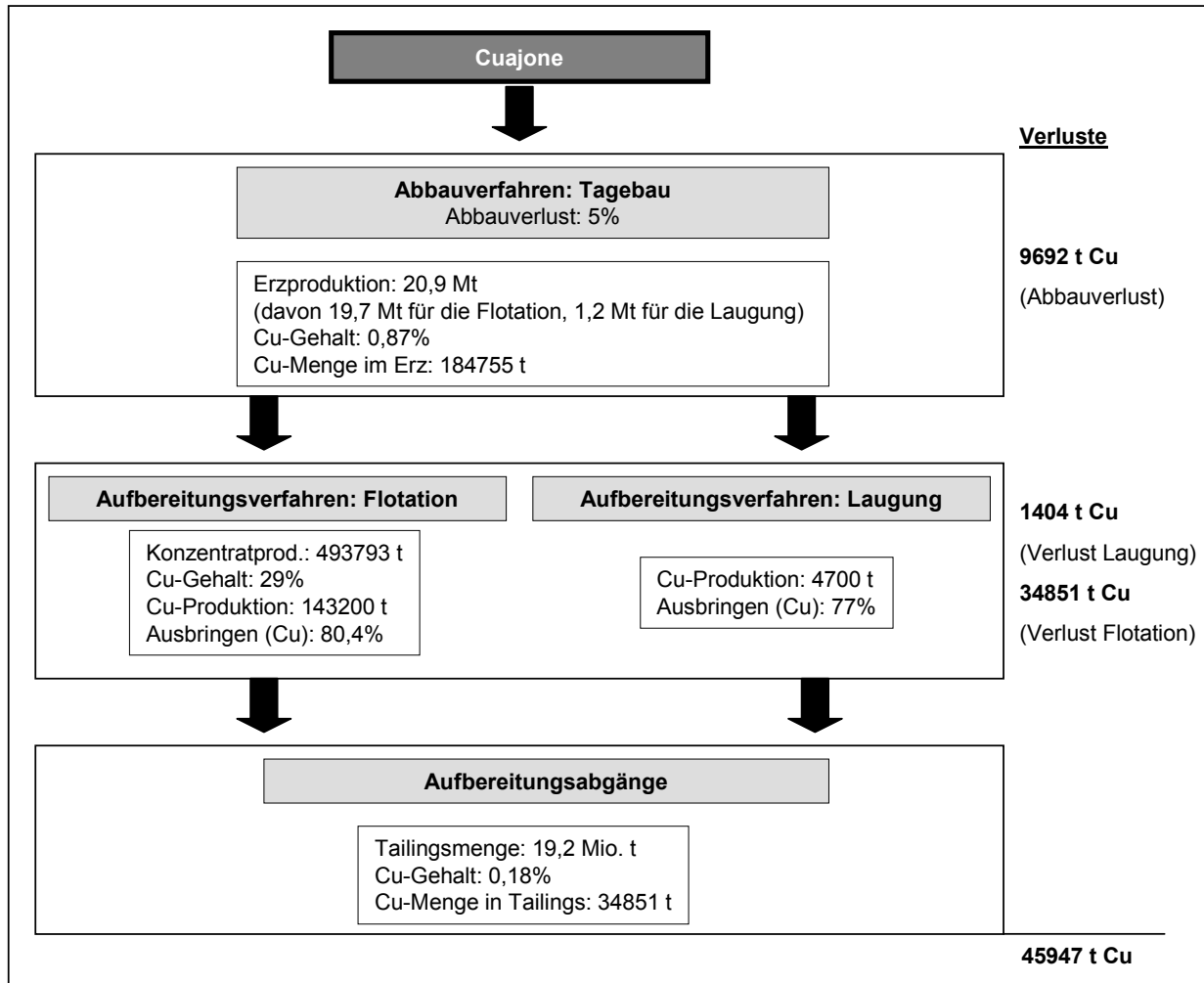


Abbildung 87: Kupferproduktion und die in den einzelnen Produktionsschritten auftretenden Cu-Verluste in der Mine Cuajone.

10.2.5 Metallverluste in Cuajone und Tintaya

In der Mine Cuajone werden insgesamt etwa 24% (45.947 t) des in der in Anspruch genommenen Reserve enthaltenen Kupfers nicht extrahiert. Damit liegen die Werte in Cuajone knapp über dem globalen Kupferverlustanteil in porphyrischen Lagerstätten von 23%. Der größte Teil der Verluste muss der Flotation zugeordnet werden (76%). Die Laugung dagegen verursacht nur 4% der Verluste, was in erster Linie daran liegt, dass nur ein geringer Teil des hereingewonnen Erzes der Laugung zugeführt wird. 20% der Verluste fallen im Zuge des Abbaus an

Bei dem als Koppelprodukt gewonnenem Silber liegt der Verlustanteil bei 36%. Der gegenüber der Kupferproduktion größere Verlustanteil ist auf ein schlechteres Ausbringen des Silbers in der Flotation zurückzuführen.

Tabelle 14: In Abbau und Aufbereitung auftretende Kupfer- und Silberverluste in Cuajone und Tintaya

	Produktion [t]	Abbauverlust	Ausbringen Flotation/ Laugung	In der Ausgangsreserve enthaltenen Metallmenge [t]	Gesamtverlust
Cuajone					
Kupfer	147.900	5%	80%/77%	193.847	24%
Silber	50	5%	67%	78,55	36%
Tintaya					
Kupfer	70.600	2%	81%	88.920	21%
Silber	31,3	2%	77%	41,5	76%

Tintaya weist in der Kupfergewinnung mit 21% geringere Verluste als Cuajone auf und liegt damit deutlich unter dem weltweiten Durchschnitt der Verluste für Skarnlagerstätten, welcher bei 30% liegt. Allerdings muss berücksichtigt werden, dass die meisten Cu produzierenden Skarnlagerstätten polymetallische Lagerstätten sind und die Produktion also nicht auf Kupfer beschränkt ist. Die Gewinnung mehrerer Metalle setzt in der Regel das Ausbringen in der Flotation herab.

Sehr hohe Verluste weist Tintaya in der Silberproduktion auf (76%).

10.2.6 Relative Statistische Entropie

Tabelle 15: Werte der Relativen Statistischen Entropie (RSE) für Input und Output und des Substanzkonzentrierungseffizienz (SCE)

	Cuajone	Tintaya
RSE (Input)	0,631	0,598
RSE (Output)	0,542	0,523
SCE [%]	14,096	12,596

Der SCE-Wert des Standortes Cuajone ist im Vergleich zu anderen porphyrischen Kupferlagerstätten recht niedrig. Während der Inputwert der RSE etwa im Mittel liegt, ist der Outputwert schlechter als der der meisten porphyrische Lagerstätten. Das heißt, dass in Cuajone das Kupfer weniger effizient aufkonzentriert wird als an vergleichbaren Standorten. Für Tintaya wurde ein SCE-Wert von 12,596% errechnet. Lediglich für eine Skarnlagerstätte konnte ein niedrigerer Wert errechnet werden. Auch in Tintaya ist die Konzentration des Kupfer im Prozess weniger effektiv als in vergleichbaren Lagerstätten

Allerdings kann über die SCE-Werte für Skarnlagerstätten aufgrund der geringen Datenverfügbarkeit für diesen Lagerstättentyp keine generelle Aussage getroffen werden.

10.3 INR-Werte für die Fallbeispiele

Tabelle 16: Berechnete INR-Werte für die Minen Lubin, Polkowice-Sieroszowice, Rudna, Tintaya und Cuajone.

	INR-Wert
Lubin	1,2778
Polkowice-Sieroszowice	1,0292
Rudna	0,7289
Cuajone	5,4664
Tintaya	8,3198

Die INR-Werte der Minen, die in den Fallstudien betrachtet werden, sind von Standort zu Standort stark unterschiedlich.

Die Abbildung nachfolgende Abbildung gibt einen Überblick über die Höhe der INR-Werte der Minen der KGHM, Tintaya und Cuajone im Vergleich zu den übrigen Standorten der globalen Kupferproduktion für den jeweiligen Lagerstättentyp. Während Cuajone im Mittel der porphyrischen Lagerstätten liegt, liegt Rudna im oberen Bereich der stratiform sedimentgebundenen Lagerstätten. Polkowice-Sieroszowice und Lubin schneiden deutlich schlechter ab. Für Tintaya wurde zwar der höchste INR-Wert berechnet, aber über die Lage der Mine innerhalb der Klasse der Skarn Lagerstätten lässt sich aufgrund der nicht ausreichenden Datenmenge keine Aussage treffen.

Wird der INR zur Bewertung der Nachhaltigkeit der Rohstoffnutzung herangezogen, sind insgesamt die stratiform sedimentgebundenen Lagerstätten als nachhaltiger zu bewerten als VHMS Lagerstätten oder porphyrische Kupferlagerstätten. Von den in den Fallbeispielen betrachteten Minen ist besonders Rudna als positiv zu bewerten.

11 Anwendungsbeispiele interdisziplinärer Zusammenarbeit

Innerhalb des SFB 525 beschäftigte sich eine interdisziplinäre Arbeitsgruppe mit Nachhaltigkeitsindikatoren.

Im Arbeits- und Ergebnisbericht des SFB 525 (2002) wird das Vorgehen bei der Indikatorenentwicklung erläutert.

„Um eine ganzheitliche Betrachtung des Stoffstroms metallischer Rohstoffe zu realisieren, die für das Gestaltungsziel Management von Stoffströmen metallischer Rohstoffe vor dem Hintergrund des Leitbildes Nachhaltige Entwicklung eine unverzichtbare Voraussetzung darstellt, setzen die Arbeiten der AG bewusst nicht exklusiv bei den Parametern der schon vorhandenen Modelle, sondern an der umfassenderen Diskussion der Nachhaltigen Entwicklung an. In diesem Kontext werden neben der Operationalisierung des Leitbildes durch die Arbeiten zu Indikatoren die notwendigen Arbeiten geleistet, für eine Bewertung der in Szenarien dargestellten quantitativen Entwicklung einzelner Parameter notwendig sind.

Die Abbildung eines hierzu notwendigen stoffstrombezogenen Indikatorensets unterscheidet sich grundsätzlich im Vergleich zu singulären Ansätzen für politisch-administrative, sektorale oder produktbezogene Untersuchungseinheiten (HÜTTNER ET AL. (2001)). Die Indikatoren AG orientiert sich nach der Sichtung existierender Projekte an der Agenda 21 und der Indikatorenliste der CSD und leitet inhaltliche Verbindungen zum Stoffstrom metallischer Rohstoffe ab (HÜTTNER (2001)). Methodische Inkonsistenzen dieses bedeutendsten internationalen Rahmenprojektes werden kritisch geprüft und Defizite berücksichtigt. Die Systematisierung von Indikatoren erfolgt hier nach dem Driving Force-State-Response-Konzept (DFSR-Konzept) (MORTENSEN (1997)). Dieses eignet sich...nicht durchgängig zur Systematisierung von Nachhaltigkeitsindikatoren (KUCKSHINRICHS & SCHWARZ (2000); KOPFMÜLLER ET AL. (2001)). Aus diesem Grund entscheidet sich die AG-Indikatoren für eine thematische Systematisierung.“

Die Indikatoren wurden von der Arbeitsgruppe in die Typen Sektorindikator, Stoffstromindikator und Produktindikator eingeteilt. Im Arbeits- und Ergebnisbericht wird diese Unterteilung am Beispiel Wasser verdeutlicht. „Wasser stellt beispielsweise für den Stoffstrom ein erforderliches Betriebsmittel dar. In diesem Sinne ist beispielsweise Wasserverbrauch pro Tonne Metall im Hinblick auf produktionstechnische Aspekte des gesamten Stoffstroms als Stoffstromindikator zu identifizieren. Setzt man den Wasserverbrauch von Hauptprozessstufen in Verbindung zur lokalen... Wasserverfügbarkeit, handelt es sich um einen Sektorindikator. Hierbei werden die ökologischen, ökonomischen und sozialen Interaktionen des Stoffstroms mit der Umwelt, etwa im Sinne des Konfliktpotenzials lokaler Wassernutzung, thematisiert. Betrachtet man aus einem weiteren

Blickwinkel eine aus Aluminium hergestellte Verpackungsfolie als Konsumgut, ist Wasserverbrauch ein Produktindikator, der einen Rückschluss auf die Umweltverträglichkeit der Produktion und Nutzung von Verpackungsfolie zulässt. Die Differenzierung ermöglicht grundsätzlich eine zielorientierte Analyse des Stoffstroms. Insbesondere wird die Adressierung unterschiedlicher Akteure des Stoffstroms metallischer Rohstoffe gewährleistet.“

Die Dokumentation der Indikatoren erfolgt in Methodenblättern, die neben Angaben zur Relevanz des Indikators für das Leitbild der Nachhaltigen Entwicklung auch Angaben enthalten, die das Vorgehen zur Indikatorenkonstruktion- und anwendung belegen.

Als interdisziplinäres Arbeitsbeispiel finden sich nachfolgend die Nachhaltigkeitsindikatoren der Kategorie Ressourcenökonomie. Diese Indikatoren wurden in Zusammenarbeit von IML (Institut für Mineralogie und Lagerstättenlehre) und des BBK 1 (Institut für Bergbaukunde 1) entwickelt. Insgesamt wurden sechs Indikatoren, um die Ressourcenökonomie erarbeitet.

Die Methodenblätter zu diesen SFB-Indikatoren finden sich im Anhang.

(1) Statische Lebensdauer der Reserven einer nicht erneuerbaren Ressource (Lebensdauer kennziffer)

Die Lebensdauer kennziffer bestimmt die Reichweite einer ausgewiesenen Reserve eines nicht erneuerbaren Rohstoffes. Der Indikator ist der Quotient aus ausgewiesenen Reserven und aktueller Jahresproduktion. Hiervon zu unterscheiden ist die dynamische Lebensdauer, bei der die Produktion mittels eines angenommenen Wachstumsfaktors dynamisiert wird. Der Indikator (1) wird auf lokaler und regionaler Ebene angewandt. Er liefert in langfristigen Betrachtungen einen Hinweis auf Versorgungsknappheiten und ein Maß für den Innovationsdruck. Mittelfristig kann über diesen Indikator der Explorationsbedarf bewertet werden und kurzfristig kann er die Lebensdauer von Standorten abschätzen. Es ist allerdings zu berücksichtigen, dass dieser Indikator keine Aussage über die tatsächliche, absolute Reichweite einer Ressource im globalen Kontext liefert.

(2) Änderung des Reservenvorrates

Dieser Indikator stellt ein Maß für den Umgang mit dem aktuellen Reservenvorrat dar. Dieser Stoffstromindikator ist die Verhältniszahl, die die Änderung des gegenwärtig zur Verfügung stehenden Reservenvorrates im Zuge von neuer Ausweisung und Inanspruchnahme beschreibt. Ist die Verhältniszahl größer als 1 stehen trotz Inanspruchnahme noch ausreichend Reserven zur Verfügung. In diesem Fall wäre es also dem System gelungen

durch Exploration und technischen Fortschritt dem Verbrauch des Vorrats entgegenzuwirken.

(3) Jahresnachfrage nach einer nicht erneuerbaren Ressource

Indikator (3) beschreibt die Entwicklung des Jahresbedarfs. Er erlaubt eine gesicherte Prognose der Bedarfsentwicklung über einen Zeitraum von fünf bis zehn Jahren. Langfristig kann er eine Größenordnung für die Bedarfsentwicklung liefern. Dieser Indikator stellt eine Grundlage für die Interpretation anderer Indikatoren dar, die den Zustand eines Systems oder den Erfolg von Maßnahmen beschreiben.

(4) Einsatzintensität einer nicht erneuerbaren Ressource

Dieser Indikator beschreibt den effizienten Umgang mit einer Ressource in Bezug auf den erbrachten Nutzen. Die Einsatzintensität kann für eine einzelne Prozessstufe oder für eine Prozesskette erfolgen. Der spezifische Einsatz ergibt sich unmittelbar aus einer produktbezogenen Prozesskettenanalyse. In die Berechnung des Indikators gehen Daten zum Reservengrundstock, den neu ausgewiesenen Reserven, dem Metallinhalt und dem Jahresbedarf ein.

(5) Metallausbringen aus einer nicht aus einer nicht erneuerbaren metallischen Ressource

Durch diesen Indikator wird die rohstoffliche Effizienz eines Verfahrens im Hinblick auf die ausgebrachte Metallmenge in Bezug auf den Metallinhalt der Ausgangsreserve beschrieben. Das heißt, er zielt auf einen effizienten Ressourceneinsatz und die Vermeidung von Wertstoffverlusten ab. Er kann auch als Maß zur Einschätzung der Technikkategorie eines Verfahrens herangezogen werden. Der Indikator ergibt sich aus der Verhältniszahl aus der ausgebrachten Metallmenge und dem Metallinhalt der ursprünglichen Reserve. Indikator (5) kann sowohl als Einzelindikator für Standorte als auch als Stoffstromindikator für die Prozesskette genutzt werden. Der Indikator muss immer in Zusammenhang mit dem Energieaufwand und Umweltauswirkungen im Prozess betrachtet werden. Es ist außerdem zu beachten, dass es im Zuge des Vorhandenseins weiterer Wertminerale zu einem konkurrierenden Ausbringen kommen kann.

(6) Flexibilität einer nicht erneuerbaren Ressource in Bezug auf Qualitätsanforderungen

Dieser Indikator beschreibt die Änderung der Verfügbarkeit an bauwürdigen Reserven einer nicht erneuerbaren Ressource. Durch erhöhte oder gesenkte Qualitätsanforderungen an einen Rohstoff wird der bauwürdige Reservenvorrat erhöht oder gesenkt. In diesem Zusammenhang kann der Indikator auch die Auswirkung der veränderten

Qualitätsanforderungen auf die statische Lebensdauer beschreiben. Da eine Vielzahl von möglichen standort- und umweltbezogenen oder lagerstättenpezifischen Qualitätsanforderungen existieren, müssen bei Vergleichen innerhalb des Stoffstroms entsprechende Qualitätsparameter definiert werden.

12 Zusammenfassung

Der effiziente Umgang mit nicht erneuerbaren metallischen Rohstoffen ist ein wesentliches Gestaltungsziel für eine nachhaltige gesellschaftliche Entwicklung. Dahinter steht die Forderung, wirtschaftliches Wachstum mit einer so geringen Umweltinanspruchnahme zu erreichen, dass der Naturhaushalt nicht überbeansprucht wird. Rohstoffschonung, Verringerung von Stoff- und Energieflüssen sowie die Reduzierung von Schadstoffen und Abfällen entlang der Produktionskette sind direkt mit diesem Ziel verbunden.

Nicht zuletzt aufgrund der begrenzten Verfügbarkeit metallischer und energetischer Rohstoffe sollte der Fluss aller Stoffe von der Lagerstätte (Stoffquelle), über die weiteren Prozessschritte bis zur Entsorgung der Abfälle (Stoffsene) so gesteuert werden, dass Stoffaufwendungen verringert sowie Recycling und Wiederverwendung erleichtert werden. Damit wird Abfall vermieden und der graduelle Abbau des Vorrats verringert. Generelle Zielvorgaben sind somit, Wirkungsgrade und Ausbringungsfaktoren zu steigern, Materialeinsatz und -verluste zu minimieren und durch Erhöhung der Effizienz Sparpotenziale auszunutzen.

Neben der Rohstoffqualität- und Verfügbarkeit spielt die Menge an nicht extrahiertem Metall im Themenkomplex der nachhaltigen Nutzung von nicht erneuerbaren metallischen Rohstoffen eine zentrale Rolle. Die Rohstoffverluste in der Prozesskette „Lagerstätte-Gewinnung-Aufbereitung“ widersprechen dem Umweltziel der Ressourcenschonung und haben damit einen negativen Einfluss auf die Rohstoffeffizienz. Dieser Aspekt wurde erstmals in der BGR-Studie „Stoffmengenflüsse und Energiebedarf bei der Gewinnung ausgewählter mineralischer Rohstoffe“ analysiert. Die Ergebnisse zeigen u.a., dass bei der globalen Rohstoffgewinnung in den Bereichen Bergbau, Aufbereitung und Metallurgie erhebliche Verluste auftreten. Diese liegen für Mangan bei mehr als 50%, für Chrom, Kupfer und Phosphat bei etwa 30% und für Aluminium, Eisen und Steinkohle zwischen 13% und 23%.

Die Beurteilung einer nachhaltigen und effizienten Rohstoffnutzung kann aber nicht alleine auf Grundlage der anfallenden Verluste erfolgen. Erst die Integration des Gesichtspunktes der Auf- bzw. Abkonzentration von Substanzen im ausgelösten Massenstrom, zusätzlich zur Frage der Lagerstättenausnutzung, liefert einen Hinweis darauf, wie nachhaltig mit der nicht erneuerbaren Ressource Kupfererz umgegangen wird.

➤ *Quantifizierung der globalen Kupferverluste*

In der vorliegenden Arbeit wurden die Kupferverluste für das Jahr 1998 berechnet. Bei einer erfassten Produktion von 12,05 Mt beziffert sich der Gesamtkupferverlust auf 4,2 Mt. Das bedeutet, dass im Jahr 1998 eine Reservenmenge von insgesamt 16,25 Mt in Anspruch genommen wurde. Der Verlustanteil an der Ausgangsreserve beträgt also ca. 26%. Werden die Kupferverluste in die Fragestellung der zukünftigen Rohstoffverfügbarkeit einbezogen, resultiert daraus eine verringerte statische Lebensdauer um ca. 13 Jahre (40 statt 53 Jahre).

➤ *Einflussfaktoren auf die Höhe der Kupferverluste*

In Bezug auf die Steigerung der Rohstoffeffizienz sind zu berücksichtigende Kriterien vor allem die Effizienz des Abbaufahrens, welches in Abhängigkeit von der Lagerstättengeometrie gewählt wird, sowie die Aufbereitungsmethode und das Ausbringen in der Aufbereitung.

Es wurde gezeigt, dass die Höhe der gesamten in Abbau und Aufbereitung auftretenden Verluste je nach Lagerstättentyp unterschiedlich ist. Die porphyrischen Cu-Mo-Lagerstätten weisen mit knapp 18% die geringsten Verluste auf. In Cu-Au-Porphyrinen liegt der Anteil des nicht aus der Reserve extrahierten Kupfers bei 20% und bei den Kupferporphyren übersteigen die Verluste (27%) die in den Kuroko- und VHMS-Lagerstätten anfallenden Verluste. In Skarnlagerstätten und sedimentgebundenen Kupferlagerstätten bleiben >30% des in der Ausgangsreserve enthaltenen Kupfers unextrahiert.

Die jeweiligen Lagerstättentypen liefern durch ihr geologisch-mineralogisches Inventar die Basis, aufgrund derer Abbau- und Aufbereitungsverfahren gewählt werden. Die angewandten Verfahren beeinflussen die Höhe der Verluste. So ist generell das Kupferausbringen in der Laugung niedriger als in der Flotation.

➤ *Bilanzierung der Entropieänderung*

Eine Bewertung der Rohstoffeffizienz ist allein auf Grundlage der Verluste nicht möglich. Als Methode für die Benennung einer Kenngröße wurde die Methode der Statistischen Entropie gewählt. Die Ergebnisse dieser Berechnung erlauben eine Bewertung der rohstofflichen Effizienz einzelner Standorte anhand einer Kategorisierung.

Während sich die unterschiedlichen Lagerstättentypen in ihren Input- und Outputwerten unterscheiden, weisen sie in der Substanzkonzentrationseffizienz nur geringfügig unterschiedliche Werte auf.

Als optimal im Sinne der Nachhaltigkeit ist eine hohe SCE und ein geringer Kupferverlust anzusehen. Die Kombination beider Kriterien ist also ein Indiz für die Nachhaltigkeit einer Lagerstätte in Bezug auf die Effizienz der Nutzung des Rohstoffes. Die Analyse zeigt, dass Cu-Porphyre positiver zu bewerten sind als stratiform sedimentgebundene Lagerstätten und VHMS-Lagerstätten. Dieser Trend zeichnet sich auch in der Bewertung nach Kategorien ab.

Um zu klären, inwieweit sich positive Nachhaltigkeitskriterien wie geringe Verluste und hohe SCE-Werte in Kostendaten niederschlagen, wurden diese Werte auf Korrelationen untersucht. Die Produktionskosten pro Tonne Kupfer zeigen in den einzelnen Bewertungskategorien mit zunehmenden SCE-Werten einen leichten Trend zu ansteigenden Produktionskosten. Eine Betrachtung der Metallverluste zeigt, dass geringe Verluste zunächst nicht an hohe Produktionskosten gekoppelt sind.

➤ *Gesamtindikator „Nachhaltige Rohstoffnutzung“ (INR)*

Basierend auf der Quantifizierung der Cu-Verluste, den durch die Methode der Statistischen Entropie berechneten Werten sowie dem MIPS-Konzept wurde ein Indikator zur Bewertung der Nachhaltigkeit der Nutzung einer vorhandenen nicht erneuerbaren Ressource auf Basis ihres geologischen Inventars entwickelt. Wird der INR-Wert zur Bewertung des nachhaltigen Umgangs mit nicht erneuerbaren Ressourcen herangezogen, so ist aus der vorliegenden Analyse abzuleiten, dass stratiform sedimentgebundene Lagerstätten als nachhaltiger zu bewerten sind als VHMS Lagerstätten und porphyrische Lagerstätten.

Legt man der Bewertung den INR zugrunde, so folgt der Schluss, dass derzeit eine nachhaltige Nutzung des Rohstoffes Kupfererz nicht gegeben ist, da der größte Anteil der globalen Kupferproduktion aus porphyrischen Lagerstätten stammt.

➤ *Fallstudien*

Eine regionale Betrachtung der Kupferverluste am Beispiel der polnischen sedimentgebundenen Kupferlagerstätten des Lubin Distrikts gibt einen Einblick in die Problematik der Verluste von Kupfer und seinen Koppelprodukten und gibt im Detail Einblick über Auftreten und Verteilung der Metallverluste. In der Mine Polkowice-Sieroszowice wurden im Jahr 2000 ca. 150.000 t Kupfer, 241 t Silber und 6382 t Blei produziert. Unter

Berücksichtigung des aus dem Abbaufahren resultierenden Abbauverlustes und der Verluste in der Aufbereitung (Flotation) ergibt sich, dass ca. 18% Kupfer, 30% Silber und 67% Blei nicht aus der Ausgangsreserve extrahiert wurden.

Als weitere Fallbeispiele werden die porphyrische Lagerstätte Cuajone und die Skarnlagerstätte Tintaya betrachtet. In Cuajone werden jährlich 148.000t Kupfer und 50 t Silber produziert. 24% des Kupfers und 36% des Silbers werden nicht aus der Ausgangsreserve extrahiert. In Tintaya werden ca. 70.000 t Cu, 31 t Ag und 1155 kg Au gewonnen. Während die Kupferverluste in Tintaya mit 21% gering sind, ist der Silberverlust mit 76% sehr hoch.

Die Berechnung der SCE wurde für die Fallbeispiele durchgeführt und darauf basierend wurde der INR berechnet. Der INR-Wert der Mine Rudna ist von den ausgewählten Standorten am geringsten. Diese Lagerstätte ist also hinsichtlich der Nachhaltigkeit, mit der die Ressourcen genutzt werden, am positivsten zu bewerten. Insgesamt bestätigen die INR-Werte der Fallbeispiele das globale Bild.

Literaturverzeichnis

Abschlußbericht der Enquete-Kommission "Schutz des Menschen und der Umwelt - Ziele und Rahmenbedingungen einer nachhaltig zukunftsverträglichen Entwicklung" des 13. Deutschen Bundestages: Konzept Nachhaltigkeit. Vom Leitbild zur Umsetzung. Hrsg.: Deutscher Bundestag, Referat Öffentlichkeitsarbeit, 1998. (Zur Sache; 98, 4) ISBN 3-930341-42-5.

Assereto, J. (1997): Perú—Opportunities for investment in mining. Annual Investing in the Americas, 6th, Miami, Florida, April 7-9, 17 p.

Ayres, R.U. (1998): "Eco-thermodynamics: economics and the second law". Ecological Economics 26, S. 189-209.

Bateman, A.M. (1950): "Economic Mineral Deposits". 960 S., Wiley, New York.

Bertram, M., Graedel, T.E., Rechberger, H., Spatari, S. (2002): "The contemporary European copper cycle: waste management subsystem", Ecological Economics 42, Special Section, S. 43-57.

Blaszczyk, J., Czarniecki, S., Prymka, W. (1981): "Sedimentation of the lower part of marine Zechstein in the Lubin area (Lower Silesia)." In: Pakulska, Z. and Kuna, M. (ed). Proceedings/ International symposium, Central European Permian. Warsaw, Wydawnictwa Geology, pp. 388-390.

Bringezu, S. (2001): „Material flow analysis between substance specific considerations and the assessment of total metabolism of economies: Indicators for sustainable resource management“; in „Nachhaltiges Management metallischer Stoffströme“, Kuckshinrichs, W., Hüttner, K.-L. (Hrsg.), Schriftenreihe des Forschungszentrums Jülich, Reihe Umwelt/Environment, Band 31, S.157-182, ISBN 3-89336-296-7.

BMWi (2000): Handlungsinstrumentarium zur Effizienzsteigerung bei der Gewinnung und Verarbeitung mineralischer Rohstoffe im Hinblick auf eine Nachhaltige Entwicklung am Beispiel Kupfer. Bundesministerium für Wirtschaft und Technologie, Referat für Öffentlichkeitsarbeit. Nr.482.

Boyle, R. W., Brown, A.C., Jeferson, C. W., Jowett, E. C., Kirkham, R.V. (1989): "Sediment hosted stratiform copper deposits", Geological Association of Canada, Special Paper 36, 710 S., ISBN 0-919216-36-6.

Bray, E. A. (Hrsg.) (1995): "Preliminary compilation of descriptive geoenvironmental mineral deposit models", U.S. Geological Survey, Open-File Report 95-831, 1995.

Brundtland World Commission on Environment and Development (1987): "Our common future". New York. Oxford University Press. P. 43.

Bundesministerium für Umwelt, Naturschutz und Reaktorsicherheit (1999): „Zur Interpretation und Verknüpfung von Indikatoren (Interlinkages)“
http://www.bmu.de/files/csd_03.pdf

Bundesministerium für Umwelt, Naturschutz und Reaktorsicherheit (1999): „Erprobung der CSD-Nachhaltigkeitsindikatoren in Deutschland. Bericht der Bundesregierung“

http://www.bmu.de/files/csd_01.pdf

Umweltbundesamt (2003): „Deutscher Umweltindex (DUX)“, <http://www.umweltbundesamt.de/dux/index.htm>

Cardozo, L.M. (1979): „Yacimiento Tintaya – Contribución del estudio microscópico de menas y otros minerales opacos en la fase de exploración“, Tesis Universidad Nacional de Ingeniería, Lima, (unpub.), 121 p.

Carlowitz, H. C. v. (1713): „Sylvicultura oeconomica“. Anweisung zur wilden Baumzucht. Leipzig, 2. Auflage 1732.

Clark, A. H., Farrar, E., Kontak, D. J., Langridge, R. J., Arenas, M. J., France, L. J., McBride, S. L., Woodman, P. L., Wasteneys, H. A., Sandeman, H. A., Archibald, D. A. (1990 a): “Geologic and geochronologic constraints on the metallogenic evolution of the Andes of southeastern Peru”, in *Econ. Geol.*, 85 pp 1520-1583.

Clark, A.H., Tosdal, R.M., Farrar, E., Plazolles, A. (1990 b): “Geomorphologic environment and age of supergene enrichment of the Cuajone, Quellaveco, Toquepala Porphyry Copper deposits, southeastern Peru, in *Econ. Geol.*, 85 pp 1604-1628.

Commission on Sustainable Development (2001): „Indicators of Sustainable Development: Guidelines and Methodologies“, <http://www.un.org/esa/sustdev/natlinfo/indicators/indisd/indisd-mg2001.pdf>

Concha, O., Valle, J. (1999): “Prospeccion, exploracion y desarrolla del yacimiento de Cuajone (Language: Spanish)“, *ProExplo 1999, Proceedings*, pp 117-143.

Convinio UNI-Orstom (1989): “Inform Final” Lima, unpub., 248 S.

Cox, D.P., Singer, D.A. (1986): „Mineral Deposit Models“, *U.S. Geological Survey Bulletin* 1693, 622 S.

Cox, L. J., Chaffee, M. A., Cox, D. P., Klein, D.P. (1995): „Porphyry Cu Deposits“ in *Preliminary compilation of descriptive geoenvironmental deposit models* U.S. Geological Survey, Open-File Report 95-831, 1995, S. 75-89.

Deutsches Kupferinstitut: www.kupfer-insitut.de

Deutscher Umweltindex (DUX), Umweltbundesamt. <http://www.umweltbundesamt.de/dux/index.htm>

DIN Deutsches Institut für Normung – Normenausschuss Bergbau im DIN (1980): *Bergmännisches Rißwerk – Lagerstätten Begriffe & Einteilung.* DIN 21918, Teil 1, Berlin, Beuth Verlag.

Edelstein, D. L. (2000): U.S. Geological Survey. Mineral Commodity Summaries. Commodity. Copper. <http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/copper/240300.pdf>

Evans, A.M. (1992): "Erzlagerstättenkunde" Ferdinand Enke Verlag Stuttgart, 1992, 356 S., ISBN 3-432-99801.

Evans, A.M. (1993): "Ore Geology and Industrial Minerals: An Introduction." 389 S., 3rd edition, Blackwell Science, ISBN 0-632-02953-6.

Franklin, J.M., Sangster, D.M., Lydon, J.W. (1981): "Volcanic-associated massive sulfide deposits", in Skinner, B.J., ed., Economic Geology Seventy-fifth Anniversary Volume: Economic Geology Publishing Company, p. 485-627.

GDMB 2002 - Abfallentsorgung im Bergbau über Tage. 2. Kolloquium zum Bergbau und Umweltschutz in Aachen. Vorträge der gemeinsamen Tagung des Instituts für Bergbaukunde I der RWTH Aachen, des Lehr- und Forschungsgebietes Berg- und Umweltrecht der RWTH Aachen und der GDMB. – ca. 180 S.; zahlr. Abb. u. Tab.; 2002; ISBN 3-935797-04-4

Graedel, T.E., Bertram, M., Fuse, K., Gordon, R.B., Lifset, R., Rechberger, H., Spatari, S. (2002): "The contemporary European copper cycle: characterization of technological copper cycles", Ecological Economics 42, Special Section, S. 9-26.

Grassmann, J. (2003): „Lagerstätteneigenschaften und Indikatoren als Basis zur globalen Bewertung einer nachhaltigen Rohstoffverfügbarkeit von Kupfererz“, Dissertation an der RWTH-Aachen.

Grassmann, J., Bauer, C., Sievers, H., Meyer, F.M. (2001): „Ressourcenorientierte Nachhaltigkeitsindikatoren für nicht-erneuerbare Rohstoffe“, in „Nachhaltiges Management metallischer Stoffströme“, Kuckshinrichs, W., Hüttner, K.-L. (Hrsg.), Schriftenreihe des Forschungszentrums Jülich, Reihe Umwelt/Environment, Band 31, ISBN 3-89336-296-7

Gurmendi, A. C. (1997): The Mineral Industry of Peru 1997. U.S. Geological Survey. Publications. Country. Peru. <http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/country/9519097.pdf>

Hamrin, H.: "Guide to Underground Mining - Methods and Applications." Mining and Construction Methods, Atlas Copco, Printed Matter No. 9851 5073 01d.

Hartmann, H. L. (1987): "Introductory Mining Engineering" John Wiley & Sons, Canada, 1987. ISBN 0873351002.

Hüttner, K.L. (2001) „Inhaltliche und konzeptionelle Einordnung von Nachhaltigkeitsindikatoren des SFB 525“. In: Kuckshinrichs, W., Hüttner, K.L. (Hrsg.): Nachhaltiges Management metallischer Stoffströme. Schriften des Forschungszentrum Jülich, Reihe Umwelt/Environment, Band 31, S. 43-63.

Hüttner, K.L., Kuckshinrichs, W., Bauer, C. (2001): „Towards sustainable development indicators of the global aluminium flow“. In: Christiansen, S., Horup, M., Astrup Jensen, A. (eds.): Proceedings of 1st International Conference of Life Cycle Management, Copenhagen, August 27-29, S. 371-377.

IIED (2002): "Breaking New Ground: Mining, Minerals and Sustainable Development". 450 pages, ISBN: 1853839078, <http://www.iied.org/mmsd/finalreport/index.html>

Jenks, W.F., Harris, E.G. (1953): "Pluton near Arequipa is a petrologic sample of the Coastal Batholith of Peru." *Bol. Soc. Geol. Peru* T.25, pp79-94

Jowett, E. C, Rydzewski, A., Jowett, R.J. (1987): "The Kupferschiefer Cu-Ag ore deposits in Poland, a re-appraisal of the evidence of their origin and presentation of a new genetic model." *Canadian Journal of Earth Sciences*, Vol. 24, pp. 2016-2037.

Jowett, E. C. (1986): "Genesis of Kupferschiefer Cu-Ag deposits by convective flow of Rotliegendes brines during Triassic rifting." *Economic Geology and the Bulletin of the Society of Economic Geologists*, Vol. 81, 8, pp. 1823-1837.

Jung, W. (1976): "Kupferschiefer in the German Democratic Republic (GDR) with special reference to the Kupferschiefer deposit in the southeastern Harz Foreland." In: Wolf, K.H. (ed) *Handbook of strata-bound and stratiform ore deposits, II.* (Vol. 6, Cu, Zn, Pb, and Ag deposits). New York, United States, Elsevier Publishing Company, pp 353-406.

Kelly, T., Buckingham, D., DiFrancesco, C., Porter, K., Goonan, T., Sznopek, J. Berry, C., Crane, M. (2000): "Historical Statistics for Mineral Commodities in the United States", USGS, Open-File Report 01-006, <http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/of01-006/>

Kennedy, B. A. (Hrsg.) (1990): „Surface Mining“, 2nd Edition, Society for Mining and Exploration Inc., Littleton, USA, ISBN 0873351029.

KGHM (1998): – Chronicle of Polish Copper. Helios Exprint, Czech Republic. ISBN 83-906885-1-4

Kippenberger, Ch. (1999): „Stoffmengenflüsse und Energiebedarf bei der Gewinnung ausgewählter mineralischer Rohstoffe. Auswertende Zusammenfassung.“ Hrsg.: Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe und Staatliche Geologische Dienste der Bundesrepublik Deutschland. Sonderhefte Reihe H - Geol. Jahrb., Heft 10, 52 S., ISBN: 3-510-95832-2, 1999.

Konstantynowicz, E., Tomaszewski, J.B. and Zimny, W. (1963): „The copper-ore deposit of the Foresudetic Zone.“ Katowice, Slak Publishers.

Kopfmüller, J., Brandl, V., Sardemann, G. (2001): „Vorläufige Liste der Indikatoren für das HGF-Verbundprojekt. Karlsruhe.

Krauß, U., Wagner, H., Mori, G. (1999): „Stoffmengenflüsse und Energiebedarf bei der Gewinnung ausgewählter mineralischer Rohstoffe. Teilstudie Kupfer.“ Hrsg.: Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe und Staatliche Geologische Dienste der Bundesrepublik Deutschland. Sonderhefte Reihe H - Geol. Jahrb., Heft 9, 156 S., ISBN: 3-510-95831-4, 1999.

Kucha, H., Pawlikowski, M. (1986): „Two-brine model of the genesis of strata-bound Zechstein deposits (Kupferschiefer type).“ *Mineralium Deposita*, Vol. 21, 1, pp. 70-80.

Kuckshinrich, W., Schwarz, H.-G. (2000): „Model-based analysis of energy use and GHG emissions of global aluminium industry“. Proceedings of 3rd Biennial Conference of the European Society of Ecological Economics, Vienna, CD-Rom.

Kulick, J., Leifeld, D., Theuerjahr, A.K. (1986): „A geochemical and petrofacies study of the Kupferschiefer in Hessa, West Germany.” *Program with Abstracts - Geological Association of Canada, Mineralogical Association of Canada, Canadian Geophysical Union, Joint Annual Meeting*, Vol. 11, pp. 91.

Lowell, J. D., Guilbert, J. M. (1970): “Lateral and Vertical Alteration Zoning in Porphyry Ore Deposits”. *Econ. Geol.*, 65, p. 373-408.

Mason, B. & Moore, C.B. (1985): „Grundzüge der Geochemie”, Enke Verlag, Stuttgart, 340 S., ISBN 3-432-94611-2.

Marnette, W. (2000): Metalle – Werkstoffe des modernen Lebens. *Erzmetall* 53 Nr.10, S. 589 – 594.

Mathé, P. (2001): Die Geburt der „Nachhaltigkeit“ des Hans Carl von Carlowitz – heute eine Forderung der globalen Ökonomie. *Forst und Holz*, 56. Jahrgang, Nr 8, 2001, S. 246-248.

Mayer, W., Salamon, W. (1974):. “Formation and mineralisation of sandstones of Weissliegendes in the region of Rudna.” *Rudy I metale niezeli*, Vol. 6, pp. 300-305.

Mégard, F. (1978) : “Etude géologique des Andes du Pérou Central: Memoires, OSTROM, Paris, 86, 310 p.

Metallgesellschaft (1993): “Welt der Metalle – Kupfer”, Band 1, 1. Auflage, Metallgesellschaft AG, Frankfurt, 143 S., ISSN 0943-3511.

Metallgesellschaft LTD, MG Trade Services, Warburg Dillon Read & World Bureau of Metal Statistics (1998): “Metallstatistik 1987 – 1997”, 85. Jahrgang.

Ministry of Energy and Mining, Peru (2000a): Ministry of Energy and Mining. Statistics. Ten Decades of Mining Production. <http://www.mem.gob.pe/wenglish/default.asp>

Ministry of Energy and Mining, Peru (2000b): Ministry of Energy and Mining. Hydrocarbons General Directorate. Statistics. Reports of 1999. <http://www.mem.gob.pe/wenglish/publica/ssh/informes.asp>

Murawski, H. (1992): Geologisches Wörterbuch. 9. Auflage, Ferdinand Enke Verlag Stuttgart, 1992, S. 111

Mortensen, L.F. (1997): „The Driving Force-State- Response-Framework used by CSD”; In: Moldan, B., Billharz, S. (eds.) Sustainability Indicators. Report of the project on indicators of Sustainable Development, SCOPE 58, New York, S 47-53.

Motz, G.B., Meckel, H., Wolff, H., Wolff, G.-H. (2001): „Handlungsinstrumentarium zur Effizienzverbesserung bei der Gewinnung und Verarbeitung mineralischer Rohstoffe im Hinblick auf eine Nachhaltige Entwicklung am Beispiel Kupfer“; in „Nachhaltiges Management metallischer Stoffströme“, Kuckshinrichs, W., Hüttner, K.-L. (Hrsg.), Schriftenreihe des Forschungszentrums Jülich, Reihe Umwelt/Environment, Band 31, S. 133-156, ISBN 3-89336-296-7

Natural Resources Canada (1995): "Sustainable Development and Minerals and Metals." 63 pages. http://www.ncran.gc.ca/nrcanhp_e.html

Natural Resources Canada (2000): "Minerals and Metals: Towards a Sustainable Future Natural Resources Canada." ISBN 0-662-64828-5. <http://www.nrcan.gc.ca/mms/sdev/future-e.pdf>.

Oszczepalski, S. (1989): "Kupferschiefer in southwestern Poland: Sedimentary environments, metal zoning, and ore controls." In: Boyle, R.W., Brown, A.C., Jefferson C.W., Jowett, E.C. and Kirkham, R.V. (eds) *Sediment-hosted stratiform copper deposits*. (Special Paper - Geological Association of Canada, 36). Toronto, Canada, Geological Association of Canada, pp. 557-565.

Oszczepalski, S. (1999): "Origin of the Kupferschiefer polymetallic mineralization in Poland." *Mineralium Deposita* 34, Springer Verlag, pp. 599-613.

Otto, J. M. & Cordes, J. (Eds) (2000): "Sustainable Development and the Future of Mineral Investment", United Nations Environmental Programme, Paris, 2000, ISBN 92-807-1913-0

Paul, J. (1980): "Upper Permian algal stromatolite reefs, Harz Mountains (F. R. Germany)." *Contributions to Sedimentology*, Vol. 9, pp. 253-268.

Paul, J. (1986): "Environmental analysis of basin and schwellen facies in the lower Zechstein of Germany." In: Harwood, G.M. and Smith, D.B. (ed) *The English-Zechstein and related topics*. (Geological Society Special Publications, 22). London, Geological Society of London, pp. 143-147.

Peryt, T.M. (1980): "The Zechstein in the neighbourhood of the Fore-Sudetic Block." *Kwartalnik Geologiczny*, Vol. 25, pp. 75-91.

Phelps, R.W. (1995): "Tintaya – a major skarn district?", *Engineering & Mining Journal*, August 01.

Rechberger, H. (1999): „Entwicklung einer Methode zur Bewertung von Stoffbilanzen in der Abfallwirtschaft“. *Wiener Mitteilungen*, Wien, Institut für Wassergüte und Abfallwirtschaft.

Rechberger, H. (2001 a): "An entropy based method to evaluate hazardous inorganic substance balances of waste treatment systems". *Waste Manage. Res.* 19, S.186-192.

Rechberger, H. (2001 b): "The use of statistical entropy to evaluate the utilisation of incinerator ashes for the production of cement". *Waste Manage. Res.* 19, S. 262-268.

Rechberger, H. (2002): „Ein Beitrag zur Bewertung des Stoffhaushalts von Metallen“, *Technikfolgenabschätzung*, Nr.1 / 11. Jahrgang, S. 25-31. <http://www.itas.fzk.de/tatup/021/rech02a.htm>

Rechberger, H., Brunner, P.H. (2000): *Österreichische Wasser- Abfallwirtschaft*, Vol. 52, 3 / 4, S. 53-57.

Rechberger, H. & Brunner, P. H. (2002): "A New, Entropy Based Method To Support Waste and Resource Management Decisions", *Environmental Science & Technology*, Vol. 36, No. 4, S. 806-816.

Rechberger, H., Graedel, T. E. (2002): "The contemporary European copper cycle: statistical entropy analysis". *Ecological Economics* 42, Special Section, S. 59-72.

Reuther, E.-U. (1989): "Lehrbuch der Bergbaukunde", 1. Band, Verlag Glückauf GmbH, Essen, 11. Auflage, ISBN 3-7739-0493-2.

Richards, J.P. (2003): " Sustainable development in the minerals industry: an achievable goal". *Applied Earth Science (Trans. Inst. Min. Metall. B)*, Vol. 112, Number 2, B142.

Ricks, G. (2003): „Practical aspects of `sustainable minerals development`." *Applied Earth Science (Trans. Inst. Min. Metall. B)*, Vol. 112, Number 2, B143.

Ritthof, M., Rohn, H., Liedkte, C. (2002): „MIPS berechnen. Ressourcenproduktivität von Produkten und Dienstleistungen". *Wuppertal Spezial* 27, Wuppertal Institut für Klima, Umwelt, Energie GmbH, 33 S.

Ruhrberg, M. (2003): "Entwicklung eines betriebsübergreifenden Ressourcenmanagementsystems für metallische Rohstoffe am Beispiel des Kupferbergbaus", Dissertation, Fakultät für Bergbau, Hüttenwesen und Geowissenschaften der RWTH Aachen.

Ruth, M. (1995): "Thermodynamic constraints on optimal depletion of copper and aluminium in the United States: a dynamic model of substitution and technical change". *Ecological Economics* 15, S. 197-213.

Saèz, J. (1996): "Skarn and ore paragenesis in the Cu (-Fe) Tintaya deposit, Southern Peru", Dissertation, Ruprecht-Karls-Universität Heidelberg (unpub.), 205 p.

Schmidt, F.P. (1985): „Erzkontrolle im Kupferschiefer Ostthessens, Bundesrepublik Deutschland"; Dissertation (unpubl.).

Schmidt-Bleek, F. (1994): „Wieviel Umwelt braucht der Mensch? MIPS. Das Maß für ökologisches Wirtschaften". Birkhäuser Verlag, Berlin, Basel, Boston.

SFB 525 (2002): „Ressourcenorientierte Gesamtbetrachtung von Stoffströmen metallischer Rohstoffe - Entwicklung von Methoden und ihre Anwendung. Arbeits- und Ergebnisbericht 2000/2001/2002". RWTH Aachen.

Shields, D.J. (1998): Sustainability for Nonrenewable Resources: Alternative Perspectives. *Nonrenewable Resources*, Vol. 7, No. 4, pp 249-250.

Shannon, C.E. (1948): "A mathematical theory of communications". *Bell System Techn. J.*, 27, 379-443, S. 623-656.

Society of Environmental Toxicology and Chemistry (SETAC) (1991): A technical framework for life cycle assessment.

Spatari, S. Bertram, M., Fuse, K., Graedel, T. E., Rechberger, H. (2002): "The contemporary European copper cycle: 1 year stocks and flows", *Ecological Economics* 42, Special Section, S. 27-42.

Speczik, S. (1985): "Metallogeny of the basement under the Zechstein in the Fore-Sudeten Monocline." *Geologia Sudetica*, Vol. 20, pp 36-111.

Stoces, B. (1958): „Wahl und Beurteilung von Abbauverfahren im Bergbau“, Ferdinand Enke Verlag, Stuttgart.

Sweeny, M., Turner, P., Vaughan, D.J. (1987): "The Marl Slate, a model for the precipitation of calcite, dolomite and sulphides in a newly formed anoxic sea." *Sedimentology*, Vol. 34, 1, pp. 31-48.

Taylor, S.R. & McLennan, S.M. (1985): *The Continental Crust: Its Composition and Evolution.*, Blackwell.

Tilton, J. (1992): *Mineral Development and Economic Wealth. Resources for the Future*, Washington, DC.

Tilton, J. (2001): "Depletion of the long-run availability of mineral commodities". Workshop on the long-run availability of mineral commodities, 22. - 23. April 2001, Washington, DC.

United Nations (2002): "Report of the World Summit on Sustainable Development". Johannesburg, South Africa, 26 August - 4 September 2002, United Nations, ISBN 92-1-104521-5. www.johannesburgsummit.org

United Nations Conference on Environment and Development (1992): "Agenda 21", <http://www.un.org/esa/sustdev/documents/agenda21/english/agenda21toc.htm>

U.S. Forest Service: "Anatomy of a Mine – from Prospect to Production", General Technical Report INT-35, 69 p., <http://imcg.wr.usgs.gov/usbmak/anat0.html>

USGS (2001): "Mineral Commodity Summaries: Copper", S. 54-55, <http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/copper/240302.pdf>

USGS (2001): "Minerals Yearbook: Copper", 27 S., <http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/copper/coppmyb01.pdf>

USGS (1980): Circular 831, <http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/mcs/1999/mcsapp99.pdf>

Villas-Boas, R. C., Beinhoff, C. (Eds.) (2002): "Indicators of Sustainability for the Mineral Extraction Industries", GEF/UNDP/UNIDO, CYTED, CNPq, IMAAC, CETEM and CVRD-Companhia Vale do Rio Doce, 524 p., ISBN 85-7227-164-3

von Gleich, A. (2001): „Nachhaltigkeitsstrategien, Nachhaltigkeitsindikatoren und erste praktische Schritte – Ergebnisse aus dem Projekt „Nachhaltige Metallwirtschaft Hamburg“ in „Nachhaltiges Management Metallischer Stoffströme“, Kuckshinrichs, W. & Hüttner, K.-L. (Hrsg.), Schriften des Forschungszentrums Jülich, Reihe Umwelt/Environment, Band 31, S. 11-35, ISBN 3-89336-296-7.

Von Weizsäcker, E.U., Hunter, A.B., Lovins, L.H. (1995): „Faktor vier. Doppelter Wohlstand, halbiertes Naturverbrauch“, Droemer Knaur Verlag, 352 S., München, 1995, ISBN 3-426-26877-9

Wedepohl, K.H. (1980): „The geochemistry of the Kupferschiefer bed in Central Europe.“ In: Jankovic, S., Sillitoe, R.H. (ed.). European copper deposits, proceedings of an international symposium. Springer-Verlag, Berlin-Heidelberg-New York, International, pp. 129-135.

Wellmer, F.-W. (1985): „Rechnen für Lagerstättenkundler und Rohstoffwirtschaftler. Teil 1: Berechnen, Bewerten von Lagerstätten sowie Umrechnen von Einheiten.“ Clausthaler Tektonische Hefte, 22. ISBN: 3-87639-022-2.

Wellmer, F.-W. (1998): „Lebensdauer und Verfügbarkeit mineralischer Rohstoffe“, in „Energievorräte und mineralische Rohstoffe: Wie lange noch?“, Österreichische Akademie der Wissenschaften, Schriftenreihe der Erdwissenschaftlichen Kommissionen, Band 12, Zemmann, J. (Hrsg.), S. 47-73, ISBN 3-7001-2731-6.

Wellmer, F.-W.; Wagner M. (2000): Rohstofftrends am Beginn des 3. Jahrtausends. Erzmetall 53 Nr.10, S. 569 – 582

www.cia.gov (2003)

www.kghm.pl/company (2003)

www.weltalmanach.de (2003)

www.oekoradar.de/de/lexikon (2003)

Methodenblätter der im SFB 525 entwickelten Nachhaltigkeitsindikatoren der Kategorie Ressourcenökonomie

Nachhaltigkeitskategorie	Wirtschaft
Indikator	Inanspruchnahme nicht-erneuerbarer Ressourcen
Name des Indikators	Statische Lebensdauer der Reserven einer nichterneuerbaren Ressource (Lebensdauerkennziffer)
Kurzdefinition	Die Lebensdauerkennziffer bestimmt die Reichweite einer ausgewiesenen Reserve eines nicht-erneuerbaren Rohstoffes. Für die Bestimmung wird der Quotient aus ausgewiesenen Reserven und aktueller Jahresproduktion gebildet.
Messeinheit	Jahre (a)
Messniveau (nominal, ordinal oder kardinal)	kardinal
Räumlicher Bezug des Indikators (Wirkungsebene)	lokal (Standort), regional (Land), global
Zeitlicher Bezug des Indikators	kurzfristig < 5 Jahre: Auslaufen des Abbaus an einem Standort bzw. Bedarf für neue Exploration mittelfristig < 20 Jahre: Aussagekraft über mittelfristigen Reservenvorrat und den Bedarf für neue Exploration in einer Region langfristig > 20 Jahre: keine Aussage als Indikator.
Reversibilität/Irreversibilität des durch den Indikator beschriebenen Sachverhalts	Der Abbau einer konkreten Reserve stellt einen irreversiblen Vorgang dar. Die tatsächlich ausgewiesene Reservenmenge ist jedoch von einer Vielzahl von Faktoren abhängig. Hier sind vor allem die eingesetzte Technik, Abbauverfahren, Qualitätsanforderungen, Cut-off-grade und Besitzverhältnisse der Lagerstätte zu nennen. Umwelt- und Sozialverträglichkeit haben in der Vergangenheit nur eine untergeordnete Rolle gespielt.
Einzel- oder Stoffstromindikator	Kurzfristig: Einzelindikator für den Abbau an einem Standort Mittelfristig: Einzelindikator für den Abbau in einer Region Langfristig: keine Aussage als Indikator
Stellung im Indikatorensystem	
Position in der Agenda 21	Kapitel 4: Inanspruchnahme von nicht-erneuerbaren Ressourcen
Indikatortyp (DF, S or Response) inklusive Hypothese/ Begründung	State: Der Indikator beschreibt die Reichweite des aktuellen „Vorrats“ an der nicht-erneuerbaren Ressource.
Signifikanz	
Zweck	Kurzfristig: Identifizierung der Lebensdauer von Standorten. Mittelfristig: Maß für den verbleibenden Vorrat an einer nicht-erneuerbaren Ressource. Langfristig: Im Globalen Zusammenhang Aufdecken kurzfristiger Versorgungsknappheit und Maß für Innovationsdruck (Signalwirkung, „respite time“); anteiliger Verbrauch an der Gesamtressource (Mid-Depletion-Point)
Relevanz für SD allgemein / Relevanz für SD-Rahmen des SFB	Die Inanspruchnahme nicht-erneuerbarer Ressourcen stellt ein Kernproblem der intergenerativen Verteilungsgerechtigkeit (Glossarbereich) dar. Metallische Rohstoffe sind unverzichtbare Ressourcen für die Entwicklung einer Gesellschaft. Eine ausreichender Zugriff muss auch für künftige Generationen gewährleistet sein (u.a. durch Depotbildung in der Technosphäre). Die möglichst effiziente Nutzung einer nicht-erneuerbaren Ressource stellt ein wichtiges Ziel für eine Nachhaltige Entwicklung dar.
Verbindungen und Verknüpfungen mit anderen Nachhaltigkeitsindikatoren	Jahresnachfrage nach einer nicht-erneuerbaren Ressource, Änderung des Reservenvorrates, Qualität der ausgewiesenen Reserven, Metallausbringen, Einsatzintensität einer nicht-erneuerbaren Ressource. Energie und mineralische Rohstoffe
Adressat	kurzfristig: Standortumgebung, lokale Bevölkerung, lokale Regierung, Standortbetreiber mittel- und langfristig: Produzenten, weiterverarbeitende Industrie, Verbraucher, Regierung
Externe Ziele	Innovationsdruck in Technikentwicklung, effizienter Ressourceneinsatz, Recycling und Substitution. Notwendigkeit von verstärkter Explorationstätigkeit.
Methodik und Definitionen	

Anhang

Zugrundeliegende Definitionen und Konzepte	Für die Bestimmung der statischen Lebensdauer kennziffer wird der Quotient aus im Bezugsjahr ausgewiesenen gesicherten und wahrscheinlichen Reserven und der Jahresproduktion gebildet. Hiervon zu unterscheiden ist die dynamische Lebensdauer kennziffer, bei der die Produktion mittels eines angenommenen Wachstumsfaktors dynamisiert wird.
Messmethoden	Erhebung von ausgewiesenen Reserven und Jahresproduktion aus Firmenberichten, Literatur und Statistiken.
Einschränkungen	Einschränkungen resultieren aufgrund der statischen Annahme für Reservenvorrat und Jahresproduktion. Der Indikator leistet keine Aussage über die tatsächliche, absolute Reichweite oder Erschöpfung einer geologischen Ressource im globalen Kontext. Für die Bestimmung kann die industriebezogene Jahresproduktion oder die konsumentenbezogene Jahresnachfrage eingesetzt werden. Da metallische nicht-erneuerbare Ressourcen nicht verderben und aufgrund ihres Wertes in der Regel auch nicht lange gelagert werden, kann in guter Näherung anstelle der konsumentenbezogenen Nachfrage auch die industriebezogene Produktion eingesetzt werden.
Alternative Indikatoren	Lebenszykluskurve (Depletion Midpoint), Dynamische Reichweite
Bewertung der Datenverfügbarkeit	
Daten zur Berechnung des Indikators	Ausgewiesene gesicherte und wahrscheinliche Reserven, Metallinhalt, Jahresbedarf
SFB-Datenquellen	TP1, TP3
Datenreferenzen	Firmenberichte, Literatur, Statistiken

Nachhaltigkeitskategorie	Wirtschaft
Indikator	Inanspruchnahme nicht-erneuerbarer Ressourcen
Name des Indikators	Änderung des Reservenvorrates
Kurzdefinition	Der Indikator ist eine Verhältniszahl, die die Änderung des gegenwärtig zur Verfügung stehenden Reservenvorrates im Zuge von neuer Ausweisung und Inanspruchnahme einer nicht-erneuerbaren Ressource beschreibt.
Messeinheit	Verhältniszahl
Messniveau (nominal, ordinal oder kardinal)	kardinal
Räumlicher Bezug des Indikators (Wirkungsebene)	global
Zeitlicher Bezug des Indikators	kurzfristig
Reversibilität/Irreversibilität des durch den Indikator beschriebenen Sachverhalts	Der Entnahme einer ausgewiesenen Reserve stellt einen irreversiblen Vorgang dar. Die tatsächlich ausgewiesene Reservenmenge ist jedoch von einer Vielzahl von Faktoren abhängig. Hier sind vor allem die eingesetzte Technik, Abbauverfahren, Qualitätsanforderungen, Cut-off-grade und Besitzverhältnisse der Lagerstätte zu nennen. Umwelt- und Sozialverträglichkeit haben in der Vergangenheit nur eine untergeordnete Rolle gespielt. Solange die Verhältniszahl größer 1 ist, stellt die Ressourceninanspruchnahme einen „quasi-reversiblen“ Vorgang dar.
Einzel- oder Stoffstromindikator	Stoffstromindikator: Er beschreibt die Aufzehrung des Reservenvorrates an einer nicht-erneuerbaren Ressource über einen Zeitraum.
Stellung im Indikatorensystem	
Position in der Agenda 21	Kapitel 4: Inanspruchnahme von nicht-erneuerbaren Ressourcen
Indikatortyp (DF, S or Response) inklusive Hypothese/ Begründung	State: Der Indikator beschreibt die Aufzehrung des aktuellen „Vorrats“ an der nicht-erneuerbaren Ressource im Bezugsjahr.
Signifikanz	
Zweck	Der Indikator stellt ein Maß für den Umgang mit dem bestehenden Reservenvorrat eines Systems dar.
Relevanz für SD allgemein / Relevanz für SD-Rahmen des SFB	Die Inanspruchnahme nicht-erneuerbarer Ressourcen stellt ein Kernproblem der intergenerativen Verteilungsgerechtigkeit dar. Metallische Rohstoffe sind unverzichtbare Ressourcen für die Entwicklung einer Gesellschaft. Eine ausreichender Zugriff muss auch für künftige Generationen gewährleistet sein.
Verbindungen und Verknüpfungen mit anderen Nachhaltigkeitsindikatoren	Jahresbedarf an nicht-erneuerbaren Ressourcen, Statische Lebenszeit, Qualität der ausgewiesenen Reserven, Metallausbringen, Einsatzintensität einer nicht-erneuerbaren Ressource
Adressat	Industrie, Verbraucher, Regierungen
Externe Ziele	Innovationsdruck in Technikentwicklung, effizienter Ressourceneinsatz, Recycling und Substitution. Notwendigkeit von verstärkter Explorationstätigkeit. Je größer der zur Verfügung stehende Reservenvorrates, desto größer ist die „respite time“ für eine Umstellung auf andere Verfahrensweise oder Rohstoffe.
Methodik und Definitionen	
Zugrundeliegende Definitionen und Konzepte	Der Indikator ist als Änderung einer Bilanzgröße zu bestimmen. Zufluss und Abfluss des Systems werden in Verhältnis gesetzt.
Messmethoden	Es wird der Quotient aus neu ausgewiesenen gesicherten und wahrscheinlichen Reserven und Inanspruchnahme der nicht-erneuerbaren Ressource im Zeitraum aus Bezugs- und Referenzjahr unter Bezugnahme auf ein Referenzjahr und einen Referenzvorrat gebildet. Ist die Verhältniszahl größer 1 stehen noch ausreichende Reserven trotz Inanspruchnahme

	zur Verfügung. Im Sinne einer intergenerativen Verteilungsgerechtigkeit ist es dem System dann gelungen, durch Exploration (z.B. neue Lagerstätten, Erweiterung bestehender Lagerstätten) und Technischen Fortschritt (z.B. Erschließung von Lagerstätten in größerer Teufe) der Aufzehrung des Reservenvorrates entgegenzuwirken.
Einschränkungen	Der Indikator ermöglicht für sich alleine keine langfristigen, in die Zukunft gerichteten Aussagen. In Verbindung mit der statischen Lebensdauer wird allerdings eine mittelfristige Analyse eines Systemes möglich. Kurzfristige Schwankungen im Verhältnis von Rervenausweisung und Inanspruchnahme können zu einer Verzerrung der Ergebnisse führen. Eine Interpretation sollte deshalb immer auf einer ausreichenden Zeitreihe beruhen. In jedem Falle wird es notwendig, einen notwendigen Grundstock an Reserve zu definieren. Dieser sollte einen ausreichenden Vorrat darstellen, so dass dem System bei drohender Erschöpfung eine ausreichende Umstellungszeit zur Verfügung steht („respite time“). Als problematisch kann sich der Einfluss der Preisentwicklung einer Ressource darstellen, da sich bei signifikanten und dauerhaften Preisänderungen der Cut-off-grade einer Lagerstätte und damit die zur Verfügung stehende Reservenmenge ändern. Bei rezyklierbaren metallischen Rohstoffen kann anstelle des Reservenvorrates an der eigentlichen nicht-erneuerbaren Ressource auch der Reservenvorrat an Metall betrachtet werden. Für den Jahresbedarf müssten dann die Verluste des Metalles im Sekundärkreislauf angesetzt werden. Der ökonomisch motivierte Reservenbegriff primärer metallischer Rohstoffe kann prinzipiell auf die Sekundärrohstoffwirtschaft übertragen werden.
Alternative Indikatoren	
Bewertung der Datenverfügbarkeit	
Daten zur Berechnung des Indikators	Reservengrundstock (z.B. Vorrat für 50 Jahre , orientiert an der „respite time“ des Systems), neu ausgewiesene gesicherte und wahrscheinliche Reserven, Metallinhalt, Jahresbedarf
SFB-Datenquellen	TP1, TP3
Datenreferenzen	Firmenberichte, Literatur, Statistiken

Nachhaltigkeitskategorie	Wirtschaft
Indikator	Inanspruchnahme nicht-erneuerbarer Ressourcen
Name des Indikators	Jahresnachfrage nach an einer nicht-erneuerbaren Ressource
Kurzdefinition	Der Indikator beschreibt die Entwicklung des Jahresbedarfes an einer nicht-erneuerbaren Ressource
Messeinheit	Masseneinheit pro Jahr (t/a)
Messniveau (nominal, ordinal oder kardinal)	kardinal
Räumlicher Bezug des Indikators (Wirkungsebene)	global
Zeitlicher Bezug des Indikators	kurz – mittelfristig: Die Prognose einer Bedarfsentwicklung hängt von einer Vielzahl von Faktoren ab. In der Regel können Aussagen über einen Zeitraum von 5 – 10 gesichert und bis 20 Jahren über die Größenordnung einer Bedarfsentwicklung getroffen werden.
Reversibilität/Irreversibilität des durch den Indikator beschriebenen Sachverhalts	Der Abbau einer konkreten Reserve stellt einen irreversiblen Vorgang dar. Die tatsächlich ausgewiesene Reservenmenge ist jedoch von einer Vielzahl von Faktoren abhängig. Hier sind vor allem die eingesetzte Technik, Abbauverfahren, Qualitätsanforderungen, Cut-off-grade und Besitzverhältnisse der Lagerstätte zu nennen. Umwelt- und Sozialverträglichkeit haben in der Vergangenheit nur eine untergeordnete Rolle gespielt.
Einzel- oder Stoffstromindikator	Stoffstromindikator
Stellung im Indikatorensystem	
Position in der Agenda 21	Kapitel 4: Inanspruchnahme von nichterneuerbaren Ressourcen
Indikatortyp (DF, S or Response) inklusive Hypothese/ Begründung	DF: Die Inanspruchnahme von nichterneuerbaren Ressourcen stellt eine Aufzehrung von Ressourcen, die kommenden Generationen nicht mehr in dieser Form zur Verfügung stehen.
Signifikanz	
Zweck	Der Indikator beschreibt den Trend einer Inanspruchnahme. Er stellt eine unverzichtbare Grundlage für die Interpretation anderer Indikatoren dar, die den Zustand eines Systems oder den Erfolg von Maßnahmen beschreiben.
Relevanz für SD allgemein / Relevanz für SD-Rahmen des SFB	Die Inanspruchnahme nicht-erneuerbarer Ressourcen stellt ein Kernproblem der intergenerativen Verteilungsgerechtigkeit dar. Metallische Rohstoffe sind unverzichtbare Ressourcen für die Entwicklung einer Gesellschaft. Eine ausreichender Zugriff muss auch für künftige Generationen gewährleistet sein.
Verbindungen und Verknüpfungen mit anderen Nachhaltigkeitsindikatoren	Jahresbedarf an nicht-erneuerbaren Ressourcen, Statische Lebenszeit, Änderung des Reservenvorrates, Qualität der ausgewiesenen Reserven, Metallausbringen, Einsatzintensität einer nicht-erneuerbaren Ressource
Adressat	Industrie, Verbraucher, Regierungen
Externe Ziele	Innovationsdruck in Technikentwicklung, effizienter Ressourceneinsatz, Recycling und Substitution. Notwendigkeit von verstärkter Explorationstätigkeit.
Methodik und Definitionen	
Zugrundeliegende Definitionen und Konzepte	Die Jahresnachfrage wird über Literatur, Statistik oder Bilanzrechnung ermittelt.
Messmethoden	
Einschränkungen	Für die Beurteilung einer absoluten Nachfrage sollte auch die Entwicklung der spezifischen Nachfrage pro Nutzeneinheit berücksichtigt werden. Nur so kann die Beurteilung eines möglichen Bedarfsanstiegs in Bezug auf einen Anstieg aufgrund von Bevölkerungswachstum oder Substitutionseffekten sowie die Abnahme aufgrund eines

Anhang

	effizienten Umganges mit einer Ressource erfolgen.
Alternative Indikatoren	
Bewertung der Datenverfügbarkeit	
Daten zur Berechnung des Indikators	Jahresbedarf
SFB-Datenquellen	TP1, TP3
Datenreferenzen	Firmenberichte, Literatur, Statistiken

Nachhaltigkeitskategorie	Wirtschaft
Indikator	Inanspruchnahme nicht-erneuerbarer Ressourcen
Name des Indikators	Einsatzintensität einer nicht-erneuerbaren Ressource
Kurzdefinition	Dieser Indikator beschreibt den Umgang mit einer nicht-erneuerbaren Ressource in Bezug auf des der Inanspruchnahme zugrundeliegenden Nutzens
Messeinheit	spezifischer Mengeneinsatz pro Nutzeneinheit
Messniveau (nominal, ordinal oder kardinal)	kardinal
Räumlicher Bezug des Indikators (Wirkungsebene)	lokal, regional, global
Zeitlicher Bezug des Indikators	Kurz-, mittel- und langfristige Einschätzungen sind bei entsprechender Datenlage möglich.
Reversibilität/Irreversibilität des durch den Indikator beschriebenen Sachverhalts	Der Abbau einer konkreten Reserve stellt einen irreversiblen Vorgang dar. Die tatsächlich ausgewiesene Reservenmenge ist jedoch von einer Vielzahl von Faktoren abhängig. Hier sind vor allem die eingesetzte Technik, Abbauverfahren, Qualitätsanforderungen, Cut-off-grade und Besitzverhältnisse der Lagerstätte zu nennen. Umwelt- und Sozialverträglichkeit haben in der Vergangenheit nur eine untergeordnete Rolle gespielt.
Einzel- oder Stoffstromindikator	Stoffstromindikator
Stellung im Indikatorensystem	
Position in der Agenda 21	Kapitel 4: Inanspruchnahme von nichterneuerbaren Ressourcen
Indikatortyp (DF, S or Response) inklusive Hypothese/ Begründung	Response: Der Indikator beschreibt den effizienten Umgang mit einer nicht-erneuerbaren Ressourcen in Bezug auf den erbrachten Nutzen.
Signifikanz	
Zweck	Der Indikator beschreibt den effizienten Umgang mit einer nicht-erneuerbaren Ressourcen in Bezug auf den erbrachten Nutzen.
Relevanz für SD allgemein / Relevanz für SD-Rahmen des SFB	Die Inanspruchnahme nicht-erneuerbarer Ressourcen stellt ein Kernproblem der intergenerativen Verteilungsgerechtigkeit dar. Metallische Rohstoffe sind unverzichtbare Ressourcen für die Entwicklung einer Gesellschaft. Ein ausreichender Zugriff muss auch für künftige Generationen gewährleistet sein.
Verbindungen und Verknüpfungen mit anderen Nachhaltigkeitsindikatoren	Jahresbedarf an nicht-erneuerbaren Ressourcen, Statische Lebenszeit, Änderung des Reservenvorrates, Qualität der ausgewiesenen Reserven, Metallausbringen
Adressat	Industrie, Verbraucher, Regierungen
Externe Ziele	Innovationsdruck in Technikentwicklung, effizienter Ressourceneinsatz, Recycling und Substitution. Notwendigkeit von verstärkter Explorationstätigkeit.
Methodik und Definitionen	
Zugrundeliegende Definitionen und Konzepte	Die Einsatzintensität einer nicht-erneuerbaren Ressource kann für eine einzelne Prozessstufe oder für eine Prozesskette erfolgen. Der spezifische Einsatz ergibt sich unmittelbar aus einer produktbezogenen Prozesskettenanalyse.
Messmethoden	Der spezifische Einsatz ergibt sich unmittelbar aus einer produktbezogenen Prozesskettenanalyse.
Einschränkungen	Die Definition von Nutzen und Pflichtenheft eines Produktes, das die Anforderungen an ein Produkt beschreibt (funktionelle Einheit), kann problematisch sein. Bei rezyklierbaren Ressourcen besteht zudem das Problem einer Bewertung des Nutzens der Folgeprodukte. Ein weiteres Problem kann sich aus dem Umgang mit Koppelprodukten und der Allokation der entsprechenden Stoffströme ergeben.
Alternative Indikatoren	

Anhang

Bewertung der Datenverfügbarkeit	
Daten zur Berechnung des Indikators	Reservengrundstock, neu ausgewiesene Reserven, Metallinhalt, Jahresbedarf
SFB-Datenquellen	TP1, TP3, TP4, TP9
Datenreferenzen	Firmenberichte, Literatur, Statistiken

Nachhaltigkeitskategorie	Wirtschaft
Indikator	Inanspruchnahme nicht-erneuerbarer Ressourcen
Name des Indikators	Metallausbringung aus einer nicht-erneuerbaren metallischen Ressource
Kurzdefinition	Der Indikator beschreibt die „rohstoffliche“ Effizienz eines Verfahrens im Hinblick auf die ausgebrachte Metallmenge in Bezug auf Metallinhalt der Ausgangsreserve.
Messeinheit	Verhältniszahl aus ausgebrachtem Metall und Metallinhalt der ursprünglichen metallischen Ressource [%]
Messniveau (nominal, ordinal oder kardinal)	kardinal
Räumlicher Bezug des Indikators (Wirkungsebene)	lokal, regional, global
Zeitlicher Bezug des Indikators	Kurz-, mittel- und langfristige Einschätzungen sind bei entsprechender Datenlage möglich.
Reversibilität/Irreversibilität des durch den Indikator beschriebenen Sachverhalts	Der Abbau einer konkreten Reserve stellt einen irreversiblen Vorgang dar. Die tatsächlich ausgewiesene Reservenmenge ist jedoch von einer Vielzahl von Faktoren abhängig. Hier sind vor allem die eingesetzte Technik, Abbauverfahren, Qualitätsanforderungen, Cut-off-grade und Besitzverhältnisse der Lagerstätte zu nennen. Umwelt- und Sozialverträglichkeit haben in der Vergangenheit nur eine untergeordnete Rolle gespielt.
Einzel- oder Stoffstromindikator	Einzelindikator für Standort oder Stoffstromindikator für Prozesskette
Stellung im Indikatorensystem	
Position in der Agenda 21	Kapitel 4: Inanspruchnahme von nichterneuerbaren Ressourcen
Indikatortyp (DF, S or Response) inklusive Hypothese/ Begründung	Response
Signifikanz	
Zweck	Der Indikator beschreibt die rohstoffliche Effizienz eines Verfahrens zur Bereitstellung von Metallinhalt eines nicht-erneuerbaren metallischen Rohstoffes und liefert Aussagen über die Verluste an Wertstoffinhalt. Er kann auch als ein Maß für die Einschätzung der Technikkategorie eines Verfahrens herangezogen werden.
Relevanz für SD allgemein / Relevanz für SD-Rahmen des SFB	Die Inanspruchnahme nicht-erneuerbarer Ressourcen stellt ein Kernproblem der intergenerativen Verteilungsgerechtigkeit dar. Metallische Rohstoffe sind unverzichtbare Ressourcen für die Entwicklung einer Gesellschaft. Eine ausreichender Zugriff muss auch für künftige Generationen gewährleistet sein.
Verbindungen und Verknüpfungen mit anderen Nachhaltigkeitsindikatoren	Jahresbedarf an nicht-erneuerbaren Ressourcen, Statische Lebenszeit, Änderung des Reservenvorrates, Qualität der ausgewiesenen Reserven, Metallausbringen, Einsatzintensität einer nicht-erneuerbaren Ressource, technische Recyclingquote
Adressat	Industrie, Verbraucher, Regierungen
Externe Ziele	effizienter Ressourceneinsatz, Vermeidung von Wertstoffverlusten
Methodik und Definitionen	
Zugrundeliegende Definitionen und Konzepte	
Messmethoden	Der tatsächlich ausgebrachte Metallinhalt in Form des Halbzeugs wird in Beziehung gesetzt zum Metallinhalt der dafür in Anspruch genommenen nicht-erneuerbaren metallischen Ressource. Die Bestimmung kann in Verbindung mit der Bestimmung der technischen Recyclingquote für Sekundärrohstoffe erfolgen.

Anhang

Einschränkungen	Der Indikator muss immer in Verbindung mit dem Energieaufwand und den Umweltauswirkungen eines Prozesses betrachtet werden. Interpretationen sind oftmals in Form eines Benchmarkings unter Berücksichtigung von Verfahren, Technologiestand und Standortcharakteristika möglich. Weiteren Einfluss auf das Ausbringen haben in der Regel auch die Qualitätsansprüche und das erzielbare Preisniveau für das ausgebrachte Metall. Im Zuge des Vorhandenseins weiterer Wertinhalte kann es zu einem konkurrierenden Ausbringen im Zuge des gezielten Extrahieren eines anderen Wertstoffes kommen.
Alternative Indikatoren	
Bewertung der Datenverfügbarkeit	
Daten zur Berechnung des Indikators	Reservengrundstock, neu ausgewiesene gesicherte und wahrscheinliche Reserven, Metallinhalt, Jahresbedarf
SFB-Datenquellen	TP1, TP3
Datenreferenzen	Firmenberichte, Literatur, Statistiken

Nachhaltigkeitskategorie	Wirtschaft
Indikator	Inanspruchnahme nicht-erneuerbarer Ressourcen
Name des Indikators	Flexibilität einer nicht-erneuerbaren Ressource in Bezug auf Qualitätsanforderungen
Kurzdefinition	Die Reaktion eines nicht-erneuerbaren Rohstoffes macht Aussagen über die Auswirkungen einer Änderung von Qualitätsansprüchen auf die ausgewiesene Reservenmenge an einer nicht-erneuerbaren natürlichen Ressource.
Messeinheit	Steigungsmaß (Elastizität?)
Messniveau (nominal, ordinal oder kardinal)	kardinal
Räumlicher Bezug des Indikators (Wirkungsebene)	global
Zeitlicher Bezug des Indikators	mittel- bis langfristig
Reversibilität/Irreversibilität des durch den Indikator beschriebenen Sachverhalts	Der Abbau einer konkreten Reserve stellt einen irreversiblen Vorgang dar. Die tatsächlich ausgewiesene Reservenmenge ist jedoch von einer Vielzahl von Faktoren abhängig. Hier sind vor allem die eingesetzte Technik, Abbauprozesse, Qualitätsanforderungen, Cut-off-grade und Besitzverhältnisse der Lagerstätte zu nennen. Umwelt- und Sozialverträglichkeit haben in der Vergangenheit nur eine untergeordnete Rolle gespielt.
Einzel- oder Stoffstromindikator	Stoffstromindikator
Stellung im Indikatorensystem	
Position in der Agenda 21	Kapitel 4: Inanspruchnahme von nicht-erneuerbaren Ressourcen
Indikatortyp (DF, S or Response) inklusive Hypothese/ Begründung	State: Der Indikator beschreibt die Änderung der Verfügbarkeit an abbauwürdigen Reserven einer nicht-erneuerbaren Ressource
Signifikanz	
Zweck	Durch erhöhte oder gesenkte Qualitätsanforderungen an eine nicht-erneuerbare Ressource wird der abbauwürdige Reservenvorrat erhöht oder gesenkt. In diesem Zusammenhang kann der Indikator auch die Auswirkung der Qualitätsanforderungen auf die statische Lebensdauer beschreiben.
Relevanz für SD allgemein / Relevanz für SD-Rahmen des SFB	Die Inanspruchnahme nicht-erneuerbarer Ressourcen stellt ein Kernproblem der intergenerativen Verteilungsgerechtigkeit dar. Metallische Rohstoffe sind unverzichtbare Ressourcen für die Entwicklung einer Gesellschaft. Eine ausreichender Zugriff muss auch für künftige Generationen gewährleistet sein.
Verbindungen und Verknüpfungen mit anderen Nachhaltigkeitsindikatoren	Jahresbedarf an nicht-erneuerbaren Ressourcen, Statische Lebenszeit, Änderung des Reservenvorrates, Qualität der ausgewiesenen Reserven, Metallausbringen, Einsatzintensität einer nicht-erneuerbaren Ressource
Adressat	Industrie, Verbraucher, Regierungen
Externe Ziele	Innovationsdruck in Technikentwicklung, effizienter Ressourceneinsatz, Recycling und Substitution. Notwendigkeit von verstärkter Explorationstätigkeit.
Methodik und Definitionen	
Zugrundeliegende Definitionen und Konzepte	Durch erhöhte oder gesenkte Qualitätsanforderungen an eine nicht-erneuerbare Ressource wird der abbauwürdige Reservenvorrat erhöht oder gesenkt. Die Elastizität des Angebots stellt einen wichtigen Hinweis für die Sensibilität eines Systems auf Änderungen der Qualitätsanforderungen dar.
Messmethoden	Die ausgewiesene Menge an gesicherten und wahrscheinlichen Reserven wird über das Maß der Erfüllung der Qualitätsanforderung aufgetragen. Hieraus resultiert eine

	Kurve über zur Verfügung stehender Reservenmenge bei Erfüllung der jeweiligen Qualitätsanforderung. Für das gewählte Qualitätsniveau wird die Steigung der Kurve bestimmt. Je steiler der Kurvenverlauf desto sensibler reagiert das Reservenvorrat auf eine weitere Erhöhung oder Erniedrigung der Qualitätsanforderung.
Einschränkungen	Es existiert eine Vielzahl von möglichen standort- bzw. umweltbezogenen oder lagerstätten-spezifischen Qualitätsanforderungen, die von Rohstoff zu Rohstoff variieren können. Bei Vergleichen innerhalb eines Stoffstromsystems sind hier entsprechende Qualitätsparameter zu definieren. Für Rohstoffvergleiche kann in der Regel der massenorientierte Metallinhalt herangezogen werden. Ein wichtiger Qualitätsparameter ist auch der Preis für den Rohstoff, da durch eine signifikante, dauerhafte Änderung des Preises der Cut-off-grade einer Lagerstätte und damit die zur Verfügung stehende Reservenmenge sich ändert.
Alternative Indikatoren	
Bewertung der Datenverfügbarkeit	
Daten zur Berechnung des Indikators	Reservengrundstock, Qualität der einzelnen ausgewiesenen gesicherte und wahrscheinlichen Reserven, Metallinhalt, Qualitätsansprüche der produzierenden und weiterverarbeitenden Industrie
SFB-Datenquellen	TP1, TP3
Datenreferenzen	Firmenberichte, Literatur, Statistiken

Lebenslauf

Persönliche Angaben

Name	Henrike Sievers
Berufsabschluss	Diplom Geologin
Geboren am	31.10.1972 in Weener

Beruflicher Werdegang und Studium

3/2000-9/2003	Wissenschaftliche Mitarbeiterin und Doktorandin im am Institut für Mineralogie und Lagerstättenlehre der RWTH Aachen.
06/1999	Studienabschluss als Diplom-Geologin
1992-1999	Studium der Geologie/Paläontologie an der Georg-August Universität Göttingen
1994-1997	Studium der Geographie an der Georg-August Universität Göttingen
