

Modellbasierte Bestimmung des Energieaufwands der Metallgewinnung und seiner Entwicklung zur Bewertung der Rohstoffverfügbarkeit

Fallbeispiel Kupfer

Zur Erlangung des akademischen Grades einer
DOKTORIN DER PHILOSOPHIE (Dr. phil.)

von der KIT-Fakultät für Geistes- und Sozialwissenschaften
des Karlsruher Instituts für Technologie (KIT)
angenommene

DISSERTATION

von

Nadine Rötzer

KIT-Dekan: Prof. Dr. Michael Mäs

1. Gutachter: Prof. Dr. Armin Grunwald

2. Gutachter: Prof. Dr. Mario Schmidt

Tag der mündlichen Prüfung: 07. März 2023

Danksagung

Ich möchte meinen Dank all den Personen aussprechen, die mich auf diesem Weg begleitet und unterstützt haben.

An erster Stelle möchte ich Prof. Dr. Mario Schmidt vom Institut für Industrial Ecology (INEC) der Hochschule Pforzheim für die Unterstützung danken. Ich konnte nicht nur von seiner fachlichen Expertise profitieren, die wesentlich zum Gelingen dieser Arbeit beigetragen hat, sondern auch persönlich so vieles für meinen weiteren beruflichen Weg von ihm lernen.

Des Weiteren gilt mein besonderer Dank Prof. Dr. Armin Grunwald vom Institut für Technikfolgenabschätzung und Systemanalyse (ITAS, Karlsruher Institut für Technologie) für diese großartige Möglichkeit und die Unterstützung während dieser Zeit.

Dank gilt auch allen Kollegen am INEC für den fachlichen Austausch, die angenehme Arbeitsatmosphäre und die vielen lustigen Mittagspausen. Stellvertretend möchte ich hier Philipp Schäfer, Marlene Preiß, Eloy Melian, Heidi Hottenroth, Christian Haubach und Benjamin Fritz nennen – es war eine großartige Zeit.

Für die finanzielle Unterstützung im Rahmen der Landesgraduiertenförderung danke ich dem Land Baden-Württemberg.

Zuletzt möchte ich meiner Familie danken, die mir stets Raum gegeben hat, mich zu verwirklichen. Ganz besonderer Dank geht an Jochen und Jana, denn ohne eure Geduld und Liebe wäre dies nicht möglich gewesen.

Karlsruhe, 10. April 2023

Nadine Rötzer

Kurzfassung

Die geologische Verfügbarkeit von Rohstoffen steht im Fokus der politischen, wissenschaftlichen und gesellschaftlichen Diskussion. Eine besondere Stellung in dieser Diskussion nehmen die Metalle ein. Sie sind für die weitere technologische Entwicklung u. a. zur Senkung der globalen Treibhausgasemissionen unentbehrlich. Die Menge an Metallen in unserer Erdkruste ist jedoch begrenzt. Oft wird davon ausgegangen, dass diese Grenzen bald erreicht sein werden.

Bisherige wissenschaftliche Arbeiten sehen insbesondere die sinkenden Erzgehalte der abgebauten Lagerstätten, die für viele Metalle zu beobachten sind, als Beweis für das Erreichen der mengenmäßigen Begrenzung. Zu dieser Aussage führen vor allem zwei Annahmen. Zum einen wird davon ausgegangen, dass die Grundgesamtheit an Lagerstätten bekannt ist. Zum anderen, dass diese Grundgesamtheit in einer bestimmten Reihenfolge genutzt wird: die Lagerstätten mit einem hohen Erzgehalt zuerst. Beide Annahmen treffen auf Metalle jedoch nicht zu. Es gibt noch zahlreiche un- oder wenig erforschte Gebiete auf der Erde. Zudem hängt die Entscheidung zum Abbau einer Lagerstätte von einer Vielzahl von Faktoren ab. Dabei spielt der Erzgehalt eine wichtige Rolle, aber bspw. auch die Größe der Lagerstätte oder die verfügbare Technologie. Sinkende Erzgehalte als Zeichen der Erschöpfung der natürlichen Ressourcen zu interpretieren, ist genauso wenig zielführend wie die Verwendung anderer mengenbasierter Indikatoren, da sie sich auf keine valide Datengrundlage stützen. Fakt ist jedoch, dass die Gewinnung von Metallen mit einem Aufwand an Hilfs- und Betriebsstoffen wie Energie sowie Umweltwirkungen verbunden ist, welcher durch die sinkenden Erzgehalte steigt. Ebendieser Aufwand sollte im Mittelpunkt der Diskussion um die Rohstoffverfügbarkeit stehen.

Als zentraler Indikator für den Aufwand wurde in der vorliegenden Arbeit die Energie (kumulierter Energieaufwand, KEA) gewählt. Ein Mindestaufwand an Energie ist für jegliche Aktivität und daher auch für die Herstellung von Metallen naturgesetzlich bedingt, d. h., die Energie kann nicht beliebig durch andere Produktionsfaktoren ersetzt werden. Je geringer die Konzentration des Metalls im Ausgangsmaterial, desto höher der Energieeinsatz. Es besteht also ein Rohstoff-Energie-Nexus. Der Einsatz von Energie verursacht wiederum Kosten und Umweltwirkungen – sie stellt also ein verbindendes Element dar. Kosten und Umweltwirkungen werden insbesondere durch die Art der eingesetzten Energie und ihrer Erzeugung bestimmt. Hinsichtlich der Umweltwirkungen fokussieren sich derzeitige politische Aktivitäten auf den Klimaschutz, weshalb die Treibhausgasemissionen zusätzlich berechnet wurden.

Der energetische Aufwand wird jedoch nicht nur durch geologische Gegebenheiten wie die Erzgehalte beeinflusst, sondern vor allem auch durch die eingesetzte Technologie. Um dies einzubeziehen, ist eine Analyse der langfristigen Entwicklung des Aufwands unter Berücksichtigung der jeweiligen geologischen, aber auch technologischen Gegebenheiten notwendig.

Im Rahmen der vorliegenden Arbeit wurde ausgehend von der Analyse relevanter Einflussfaktoren ein parametrisiertes stoff- und energiestrombasiertes Modell entwickelt, um den KEA und das Treibhausgaspotential (GWP) der primären Gewinnung eines Metalls für mehrere Zeiträume zu erfassen. Durch diese Vorgehensweise können Ursache-Wirkungs-Zusammenhänge abgeleitet und analysiert werden. Das Modell ist generisch, d. h. es repräsentiert die durchschnittlichen globalen Prozesse. Durch eine Modularisierung und Parametrisierung ist es jedoch an konkrete Gegebenheiten anpassbar und es lassen sich Szenarien zur Bewertung zukünftiger Entwicklungen berechnen. Somit können KEA und GWP bei verschiedenen Erzgehalten ermittelt und über die Zeiträume verglichen werden, wodurch der Einfluss des technologischen Fortschritts dargestellt werden kann.

Der Bewertungsansatz wurde am Beispiel Kupfer angewandt. Die Ergebnisse zeigen, dass der energetische Aufwand auf einem relativ konstanten Niveau gehalten werden konnte – trotz sinkender Erzgehalte. In den 1930ern betrug der KEA ca. 70 MJ-Äq/kg Kupfer, in den 1970ern etwa 54 MJ-Äq/kg Kupfer, heute liegt er bei 69 MJ-Äq/kg Kupfer. Das GWP konnte seit den 1930er Jahren sogar reduziert werden. Insbesondere Fortschritte in den verwendeten Methoden und Technologien der Metallgewinnung sowie Energieerzeugung trugen zu dieser Entwicklung bei.

Um die weitere Entwicklung zu bewerten und Ansatzpunkte zur Sicherstellung der Rohstoffversorgung zu identifizieren, wurden Zukunftsszenarien entwickelt. Größte Stellschraube zur Reduktion des Aufwands ist die Energieerzeugung. Je nach Szenario beträgt das Einsparpotential unter der Annahme von Windkraft zur Elektrizitätserzeugung beim KEA mindestens 20 % pro Tonne Kupfer, beim GWP mindestens 55 % pro Tonne Kupfer. Sollte der Erzgehalt weiter sinken, ist der Einsatz regenerativer Energien unverzichtbar, um den KEA zumindest auf einem konstanten Niveau zu halten. Das GWP kann selbst bei einem Erzgehalt von 0,5 % Kupfer deutlich reduziert werden.

Abgesehen vom Hauptmetall, auf welches sich der Erzgehalt bezieht, können auch weitere Metalle im Erz enthalten sein. Im Falle von Kupfer sind dies u. a. Molybdän, Gold oder Silber. Diese Metalle werden unter der Voraussetzung der Wirtschaftlichkeit ebenfalls gewonnen. Da somit einige Prozessschritte die Gewinnung mehrerer Metalle begünstigen, muss der Aufwand dieser Prozessschritte auf die Metalle aufgeteilt werden. Ein solches Vorgehen – man spricht hier von einer Allokation – ist u. a. in der Ökobilanzierung ein übliches Mittel. Um dies in den entwickelten Bewertungsansatz einbeziehen zu können, wurde eine Vorgehensweise zur Aufteilung der Aufwände für die Kupfergewinnung vorgeschlagen und anhand einiger Beispiele demonstriert. Abschließend wurde der Aufwand der Kupferbereitstellung in Deutschland anhand des Modells und unter Einbezug der vorgeschlagenen Allokationsmethode ermittelt.

Der in der vorliegenden Arbeit vorgeschlagene konzeptionelle Bewertungsansatz wurde exemplarisch anhand von Kupfer vorgestellt, er wurde jedoch metallunabhängig konzipiert. Das entwickelte Modell kann für die Betrachtung weiterer Metalle angepasst und erweitert werden. Auch regionale und minenspezifische Bewertungen sind anhand des Modells möglich, wie auch die Bewertung für Deutschland zeigt. Zudem erlaubt der Ansatz auch den Einbezug der Sekundärgewinnung, wodurch für weitere Arbeiten eine ganzheitliche Betrachtung der Rohstoffbereitstellung ermöglicht wird. Damit kann die vorliegende Arbeit zur weiteren Forschung beitragen und wichtige empirische Grundlagen für die Ressourcendebatte liefern. Diese werden dringend benötigt, um den tatsächlichen Restriktionen der Rohstoffverfügbarkeit, die sich durch den energetischen Aufwand und die damit verbundenen Umweltwirkungen ergeben, entgegenzuwirken.

Abstract

Ensuring the future availability of mineral resources is a key issue in politics and science, as they are vital to our society. A special focus is on metals. They are essential for future technologies, including those to reduce the global emissions of greenhouse gases. However, the amount of metals in the Earth's crust is limited. It is often assumed that we are soon reaching these limits.

In particular, the observed decreasing ore grades of mined metal deposits are interpreted by many scientists as a sign of resource depletion. Two main assumptions lead to this conclusion: First, we know the whole mineral capital of the Earth. Second, we use this mineral capital from higher to lower quality. However, both assumptions do not hold true for metals. Indeed, we do neither know the mineral capital of the entire Earth nor its quality, as there are still many spots on the map that have not or hardly been explored so far. Furthermore, the ore grade is an important factor when it comes to the decision to mine a deposit but it is not the only one. For example, the size of a deposit and the available technology also play an important role. Decreasing ore grades as well as other quantity-based indicators are not supported by a valid database and are therefore not suitable to assess resource availability. However, the extraction of metals is associated with an expenditure of auxiliary and operating materials such as energy and also environmental impacts, which increase with falling ore grades. The discussion about resource availability, therefore, should be based on this expenditure.

Energy, or more precisely the cumulative energy demand (CED), is an excellent measure for this expenditure. A minimum amount of energy is required for every activity such as the production of metals by natural law, i.e., it cannot be substituted by other production factors. The lower the starting concentration of the metal, the higher the necessary energy input. Hence, there is a raw material energy nexus. The use of energy, in turn, causes costs and environmental impacts – so it represents a connecting element. Costs and environmental impacts are determined in particular by the type of energy used and its generation. With regard to the environmental impacts, current political activities focus on climate protection, which is why greenhouse gas emissions were also calculated.

However, geological factors like ore grades are not the only ones influencing the energetic effort. Technology also plays an important role. To take this into account, the long-term development of energy demand has to be determined, including geological and technological aspects.

In this work, starting from the analysis of relevant influencing factors, a parameterized material and energy flow-based model was developed to determine the CED and global warming potential (GWP) of primary metal production for different time periods. This methodology enables the understanding of cause-effect relationships. The resulting model is generic, i.e., it represents average global processes. However, it is adaptable through modularization and parametrization. Scenarios to analyze future developments can also be calculated. In this way, CED and GWP can be determined at different ore grades and compared over time, showing technological progress.

The approach was demonstrated using copper as an example. The results show that the energetic effort could be kept at a relatively constant level – despite decreasing ore grades. In the 1930s, the CED was about 70 MJ-eq/kg copper, in the 1970s about 54 MJ-eq/kg copper, today it is 69 MJ-eq/kg copper. The GWP was reduced since the 1930s. Progress in the methods and technologies used in metal production as well as energy generation contributed a lot to this development.

Multiple scenarios were developed to assess possible future developments and to identify measures to ensure future raw material availability. The results show that the major starting point for reducing the effort is energy generation. Depending on the scenario, the reduction potential for the CED is at least 20% per ton of copper when assuming wind energy. Under this assumption, the GWP could be reduced by 55% per ton of copper. Should ore grades further decline, renewable energies are essential to keep the CED at a constant level. The GWP can be reduced significantly even at an ore grade of 0.5% copper.

Besides the main metal, to which the ore grade refers, other metals can also be contained in the ore. In the case of copper, these include molybdenum, gold or silver. These metals are also recovered if economically viable. Then, some process steps support the extraction of several metals. The effort of these process steps must be allocated to the different products, which is a common procedure in life cycle assessments. To be able to include this aspect in the developed model, an allocation method for copper production was proposed and demonstrated using some examples. Finally, the effort of copper supply in Germany was determined using the developed model and the suggested allocation method.

The conceptual approach was demonstrated exemplarily for copper, but was designed for all types of metals. The developed model can be adapted and extended to be suitable for other metals. Regional and mine-specific assessments are also possible. In addition, the approach allows the inclusion of secondary production, which enables further research to take a holistic view on raw material supply. Thus, this work can contribute to further research and provide important empirical foundations for the ongoing resource debate, which are necessary to counteract the real restrictions of resource availability. These restrictions result from the energetic effort and the associated environmental impacts.

Veröffentlichungen

Im Rahmen der vorliegenden monographischen Dissertation sind vier Publikationen entstanden, die in unmittelbarem Zusammenhang mit den Inhalten und Forschungsergebnissen dieser Arbeit stehen. Eine weitere Publikation entstand im Rahmen einer Kooperationsarbeit des begleitenden kooperativen Promotionskollegs *Energiesysteme und Ressourceneffizienz* (ENRES).

Inhalte aus Kapitel 3 wurden in folgendem internationalen Fachartikel publiziert:

Rötzer, Nadine und Schmidt, Mario (2018) Decreasing Metal Ore Grades – Is the Fear of Resource Depletion Justified? *Resources* 7 (4), 88. DOI: 10.3390/resources7040088.

Teile des sechsten Kapitels sind sowohl in folgendem internationalen Fachartikel als auch im aufgeführten Buchbeitrag veröffentlicht:

Rötzer, Nadine und Schmidt, Mario (2020): Historical, Current, and Future Energy Demand from Global Copper Production and Its Impact on Climate Change. In: *Resources* 9 (4), 44. DOI: 10.3390/resources9040044.

Schmidt, Mario; Schäfer, Philipp und Rötzer, Nadine (2020): Primär- und Sekundärmetalle und ihre Klimarelevanz. In: *Recycling und Sekundärrohstoffe*. Band 13. TK Verlag, Berlin, S. 156-170.

Teile des siebten Kapitels wurden in folgendem Artikel in einer Sonderausgabe der Zeitschrift *Sustainability Management Forum* zum Thema Energiesysteme und Ressourceneffizienz publiziert:

Rötzer, Nadine (2021): Energetischer Aufwand der Bereitstellung von Primärkupfer für Deutschland. In: *Sustainability Management Forum / NachhaltigkeitsManagementForum* 29, S.77-91. DOI: 10.1007/s00550-021-00518-4.

Im Rahmen des Promotionskollegs ENRES entstand folgender Buchbeitrag, der sich mit den Unsicherheiten von Ökobilanzen beschäftigt und im weiteren Sinne auch die Inhalte dieser Arbeit betrifft:

Rossmann, Maximilian; Stratmann, Matthias; Rötzer, Nadine; Schäfer, Philipp und Schmidt, Mario (2020): Comparability of LCAs – Review and discussion of the application purpose. In: *Progress in Life Cycle Assessment 2019*. Springer International Publishing.

Inhaltsverzeichnis

Kurzfassung	i
Abstract	iii
Veröffentlichungen	v
Inhaltsverzeichnis	vii
Abbildungsverzeichnis	xi
Tabellenverzeichnis	xiii
Abkürzungsverzeichnis	xv
1 Einleitung	1
1.1 Motivation	1
1.1.1 Bedeutung von Metallen	1
1.1.2 Rohstoffe und Nachhaltigkeit	2
1.2 Forschungsfragen und Zielsetzung.....	3
1.3 Lösungsweg/Strukturierung der Thesis.....	4
2 Die Erde als Rohstofflieferant	7
2.1 Die chemische Zusammensetzung der Erde.....	7
2.2 Mineralische Ressourcen.....	9
2.2.1 Lagerstätten.....	9
2.2.2 Verfügbarkeit und Verteilung	15
2.3 Zusammenfassung.....	19
3 Sinkende Erzgehalte und ihre Bedeutung	21
3.1 Entwicklung von Erzgehalten	21
3.2 Einflussfaktoren auf den Erzgehalt	23
3.2.1 Lagerstättentypen und Nachfrage	23
3.2.2 Exploration.....	25
3.2.3 Minengröße und strukturelle Veränderungen	25
3.2.4 Technologische Entwicklungen	27
3.2.5 Preis und Nebenprodukte	29
3.3 Zusammenfassung und Schlussfolgerung	32
4 Ansatz zur Bewertung der Rohstoffverfügbarkeit	33
4.1 Die Metallgewinnung – ein Konzentrationsproblem.....	33
4.2 Indikatoren zur Bewertung des Aufwands der Rohstoffbereitstellung.....	34
4.2.1 Massebasierte Indikatoren.....	34
4.2.2 Energie und energetische Indikatoren	34
4.2.3 Exergie und exergetische Indikatoren	35
4.2.4 Auswahl eines Indikators	37
4.3 Zusammenfassung und Fazit	39
5 Entwicklung eines Modells zur Ermittlung des kumulierten Energieaufwands von Metallen	41
5.1 Bestimmung relevanter Einflussfaktoren	41
5.1.1 Erkenntnisse vorhandener Studien	41

5.1.2	Empirische Datenanalyse	45
5.1.3	Diskussion und Schlussfolgerungen.....	54
5.2	Modell zur Bestimmung des kumulierten Energieaufwands der Metallgewinnung	56
5.2.1	Ansatz zur Modellierung von Stoff- und Energieströmen und deren Bewertung	56
5.2.2	Beschreibung des Modells der Metallgewinnung	57
6	Historische und zukünftige Entwicklung des Aufwands der Kupfergewinnung	67
6.1	Hintergrund zur Kupfergewinnung	67
6.2	Die Kupfergewinnung 1930 bis 2010.....	68
6.2.1	Die Kupfergewinnung um das Jahr 1930	69
6.2.2	Die Kupfergewinnung im Jahr 1970	73
6.2.3	Status Quo – die Kupfergewinnung um das Jahr 2010	76
6.2.4	Hintergrunddaten zur Herstellung der Hilfs- und Betriebsstoffe	80
6.3	Ergebnisse der Bewertung 1930 bis 2010	82
6.3.1	Kumulierter Energieaufwand und Treibhausgaspotential der Kupfergewinnung im Jahr 1930.....	82
6.3.2	Kumulierter Energieaufwand und Treibhausgaspotential der Kupfergewinnung im Jahr 1970.....	82
6.3.3	Kumulierter Energieaufwand und Treibhausgaspotential der Kupfergewinnung im Jahr 2010.....	83
6.3.4	Die Entwicklung des kumulierten Energieaufwands und Treibhausgaspotentials der Kupfergewinnung 1930 bis 2010	84
6.4	Zukünftige Entwicklungen der Kupfergewinnung	87
6.4.1	Trends in der Kupfergewinnung.....	87
6.4.2	Kumulierter Energieaufwand und Treibhausgaspotential der Kupfergewinnung in der Zukunft.....	90
6.4.3	Entwicklung des Aufwands der globalen Kupferproduktion	95
6.5	Sensitivitätsanalysen und Outputvergleich.....	96
6.5.1	Sensitivitätsanalysen	97
6.5.2	Vergleich der Modellergebnisse mit historischen Daten.....	103
7	Erweiterung und regionsbezogene Anwendung des Kupfermodells.....	111
7.1	Einbezug von Nebenprodukten in das Kupfermodell.....	111
7.1.1	Allokationsmethoden	111
7.1.2	Vorschlag einer Allokationsmethode für die Kupfergewinnung.....	112
7.1.3	Anwendung der Allokationsmethode am Beispiel der Kupferproduktion in den USA und Chile zur Ermittlung des Einflusses im Zeitverlauf	114
7.1.4	Zusammenfassung und Fazit.....	116
7.2	Anwendung des Modells auf eine Region: Kumulierter Energieaufwand und Treibhausgaspotential der Versorgung mit Primärkupfer für Deutschland	117
7.2.1	Ausgangslage	117
7.2.2	Methodisches Vorgehen.....	118
7.2.3	Ergebnisse der Bewertung für Deutschland	120
7.2.4	Zusammenfassung und Fazit.....	122
8	Diskussion	125
8.1	Diskussion des Bewertungsansatzes.....	125
8.1.1	Energie als zentraler Indikator	125
8.1.2	Modell.....	126
8.2	Herausforderungen und Limitationen bei der Anwendung des Bewertungsansatzes	127

8.3 Übertragbarkeit des Bewertungsansatzes	130
9 Fazit	133
Anhang	137
A. Empirische Datenanalyse	138
A.1 Datenquellen	138
A.2 Ergebnisse der graphischen Auswertung	140
B. Modellbeschreibung	141
B.1 Exploration.....	141
C. Fallbeispiel Kupfer	142
C.1 Abbau.....	143
C.2 Aufbereitung	145
C.3 Metallurgie.....	146
C.4 Zukünftige Entwicklungen.....	149
C.5 Hintergrunddaten	151
C.6 Validierung des Modells	161
D. Erweiterungen des Modells	163
D.1 Allokation	163
D.2 Aufwand der Bereitstellung von Primärkupfer für Deutschland.....	166
Literaturverzeichnis	171

Abbildungsverzeichnis

Abbildung 1.1: Struktur der Thesis.....	4
Abbildung 2.1: Goldschmidt-Klassifikation der Elemente.....	8
Abbildung 2.2: Chemische Zusammensetzung der Erde.....	8
Abbildung 2.4: Hubbert-Kurve der US-Erdölproduktion.....	16
Abbildung 2.5: Historische Entwicklung der Kupferreserven und -produktion.....	18
Abbildung 3.1: Erzgehalte und Produktion von Kupfer in Australien (1842-2007) und den USA (1880-2010).....	22
Abbildung 3.2: Ressourcen (der Kategorie „ <i>measured</i> “ und „ <i>indicated</i> “ nach JORC oder SAMREC) und Kupfergehalt einzelner Minen und Projekte nach Lagerstättentyp.....	24
Abbildung 3.3: Entwicklung der regionalen Anteile an der Jahresproduktion von Kupfer.....	26
Abbildung 3.4: Entwicklung der verwendeten Abbaumethoden von Kupfererzen in den USA.....	28
Abbildung 3.5: Einfluss der Kupferpreisänderungen auf den abgebauten Erzgehalt in den USA.....	30
Abbildung 3.6: Metallgehalte in Cu-Äquivalenten.....	30
Abbildung 3.7: Durchschnittlich gewonnene Menge an Nebenprodukten pro Tonne Kupfer in den USA.....	31
Abbildung 5.1: Zusammenhang zwischen Energiebedarf, Erzgehalt und Abbaumethode bzw. Lagerstättentyp bei Minen, die Kupferkonzentrat herstellen.....	51
Abbildung 5.2: Zusammenhang zwischen Gesamtenergiebedarf und Erzgehalt aller Datensätze für Kupfer aufgeschlüsselt nach dem Produkt.....	52
Abbildung 5.3: Zusammenhang zwischen a) Energiebedarf und SR im Tagebau sowie b) Gesamtenergiebedarf und Abbautiefe für Minen, die Kupferkonzentrat herstellen.....	53
Abbildung 5.4: Zusammenhang zwischen Gesamtenergiebedarf und jährlicher Produktionsmenge bei der Kupfergewinnung.....	54
Abbildung 5.5: Module der Metallgewinnung und deren Kombination zu Prozessrouten.....	58
Abbildung 5.6: Verfeinerung des Moduls Abbau.....	60
Abbildung 5.7: Zusammenhang Tiefe und Energiebedarf.....	62
Abbildung 5.8: Verfeinerung des Moduls Aufbereitung.....	63
Abbildung 5.9: Verfeinerung des Moduls Metallurgie.....	65
Abbildung 6.1: Schematische Darstellung des Modells der Kupfergewinnung 1930.....	72
Abbildung 6.2: Schematische Darstellung des Modells der Kupfergewinnung 1970.....	75
Abbildung 6.3: Schematische Darstellung des Modells der Kupfergewinnung 2010.....	78
Abbildung 6.4: Beitrag der Module zum a) KEA und b) GWP der Kupfergewinnung in den Jahren 1930, 1970 und 2010.....	84
Abbildung 6.5: Entwicklung des a) KEA und b) GWP der Kupfergewinnung von 1930 bis 2010.....	86
Abbildung 6.6: Ergebnisse für die modellierten Szenarien bei einem Erzgehalt von 0,7 % Cu.....	94
Abbildung 6.7: Ergebnisse für die modellierten Szenarien bei einem Erzgehalt von 0,5 % Cu.....	94
Abbildung 6.8: Aufwand der Kupfergewinnung in den Jahren 1930 bis 2050.....	96

Abbildung 6.9: Auswirkungen der Variation des Aufwands der Elektrizitätserzeugung auf das Gesamtergebnis.....	97
Abbildung 6.10: Auswirkungen der Variation der Gewinnungsraten auf Gesamt- und Teilergebnisse..	98
Abbildung 6.11: Auswirkung der Variation der Produktionsanteile a) des Tagebaus und b) der pyrometallurgischen Route auf das Gesamtergebnis.	99
Abbildung 6.12: Auswirkungen der Variation der Tiefe auf das Gesamtergebnis im Jahr 2010.....	100
Abbildung 6.13: Auswirkungen der Variation des SR auf das Gesamtergebnis.....	100
Abbildung 6.14: Auswirkungen der Variation der eingesetzten Menge Schwefelsäure a) 1930, b) 1970 und c) 2010 auf das Gesamtergebnis.	101
Abbildung 6.15: Auswirkungen der Veränderung des Elektrizitätsbedarfs bei der <i>In-situ</i> -Laugung auf die Ergebnisse von Szenario 3a.	102
Abbildung 6.16: Auswirkungen der Veränderung der Luftstromzunahme auf die Ergebnisse von Szenario 2a.....	103
Abbildung 6.17: Vergleich der ermittelten Energieaufwände mit Daten chilenischer Minen für die a) pyrometallurgische und b) hydrometallurgische Kupfergewinnung.	105
Abbildung 6.18: Anteile der einzelnen Prozesse am Energiebedarf der pyrometallurgischen Kupfergewinnung in a) Chile und b) mittels des Modells berechnet.	105
Abbildung 6.19: Anteile der einzelnen Prozesse am Energiebedarf der hydrometallurgischen Kupfergewinnung in a) Chile und b) mittels des Modells berechnet.	106
Abbildung 6.20: Vergleich der ermittelten Treibhausgasemissionen mit Daten chilenischer Minen für die a) pyrometallurgische und b) hydrometallurgische Kupfergewinnung.	107
Abbildung 6.21: Anteile der einzelnen Prozesse an den Treibhausgasemissionen der pyrometallurgischen Kupfergewinnung in a) Chile und b) mittels des Modells berechnet.	107
Abbildung 6.22: Anteile der einzelnen Prozesse an den Treibhausgasemissionen der hydrometallurgischen Kupfergewinnung in a) Chile und b) mittels des Modells berechnet.....	108
Abbildung 6.23: Boxplots zur ermittelten Abweichung der Modellergebnisse von den Reportdaten.	109
Abbildung 7.1: Entwicklung des spezifischen a) KEA und b) GWP der Kupfergewinnung in den USA.	116
Abbildung 7.2: Verteilung der Lieferländer von a) Kupferkonzentrat und b) raffiniertem Kupfer (Kathode) nach Deutschland im Jahr 2010	118
Abbildung 7.3: Modell der Bereitstellung von Primärkupfer für Deutschland.	119
Abbildung 7.4: Aufwand der Kupferbereitstellung der einzelnen Bezugsquellen aufgeschlüsselt nach den Prozessschritten.....	122
Abbildung A.1: Zusammenhang zwischen Gesamtenergiebedarf, Lagerstättentyp und Erzgehalt aller Datensätze.	140
Abbildung A.2: Zusammenhang a) direkter und b) indirekter Energiebedarf, Abbautiefe und Abbaumethode für Minen, die ein Kupferkonzentrat herstellen.	140
Abbildung C.3: Auswirkungen der Variation des Anteils der hydrometallurgischen Verfahren a) im Jahr 1930 und b) im Jahr 1970 auf das Gesamtergebnis.	161
Abbildung C.4: Boxplot zu den Abweichungen des Modells von den chilenischen Daten.....	162

Tabellenverzeichnis

Tabelle 2.1: Klassifikation von Lagerstätten nach ihren Entstehungsprozessen.	13
Tabelle 5.1: Verwendete Datensätze für die empirische Datenanalyse.....	48
Tabelle 6.1: Modellannahmen zur Ermittlung der zeitspezifischen Aufwände.	79
Tabelle 6.2: Ergebnisse der Bewertung der Elektrizitätsbereitstellung der globalen Kupfergewinnung. ..	81
Tabelle 6.3: Zeitspezifischer Aufwand (KEA und GWP).....	85
Tabelle 6.4: Ergebnisse für die modellierten Szenarien.....	95
Tabelle 7.1: Allokationsfaktoren am Beispiel einer porphyrischen Lagerstätte.	114
Tabelle 7.2: Zeitspezifische Allokationsfaktoren für die pyrometallurgische Kupfergewinnung in den USA und Chile.	115
Tabelle 7.3: KEA und GWP für nach Deutschland importiertes Kupfer bzw. Kupferkonzentrat nach Ländern.....	120
Tabelle B.1: Anteil der Explorationskosten an den Gesamtkosten einzelner Minen.	141
Tabelle C.1: Stoff- und Energieströme Abbau.....	143
Tabelle C.2: Stoff- und Energieströme Aufbereitung.	145
Tabelle C.3: Stoff- und Energieströme Metallurgie.....	146
Tabelle C.4: Verwendete Faktoren zur Ermittlung des KEA.....	151
Tabelle C.5: Verwendete Faktoren zur Ermittlung des GWP.....	155
Tabelle C.6: Angenommene Anteile einzelner Länder an der globalen Kupferproduktion für den Strommix.....	159
Tabelle C.7: Standardwirkungsgrade nach Energieträger.....	160
Tabelle C.8: Emissionsfaktoren nach Energieträger.....	160
Tabelle D.1: Produktion USA.	164
Tabelle D.2: Annahmen für die Berechnung des Aufwands der Kupfergewinnung in den USA.	166
Tabelle D.3: Produktion Chile.	166
Tabelle D.4: Annahmen für die Berechnung des Aufwands der Kupferbereitstellung für Deutschland.	167
Tabelle D.5: Ermittlung der Allokationsfaktoren für nach Deutschland importiertes Kupfer bzw. Kupfererz.....	169

Abkürzungsverzeichnis

Anmerkung: Allgemein gebräuchliche Abkürzungen (vgl., s., S., z. B., u. a...), Maßeinheiten (t, kg, g, kWh, MW, MJ...) sowie Elementbezeichnungen und chemische Formeln (Au, Ag... CO₂, CO...) sind nicht aufgeführt.

Äq	Äquivalente
BGR	Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe
BuS	Bohren und Sprengen
CDA	<i>Copper Development Association</i>
CEEC	<i>Coalition for Energy Efficient Comminution</i>
CGF	<i>Crushing, grinding, floating</i> (Prozessschritte der Aufbereitung)
D	Trocknen (engl. <i>drying</i>)
DERA	Deutsche Rohstoffagentur
DOE	<i>U.S. Department of Energy</i>
DRK	Demokratische Republik Kongo
E	Extraktion
ECI	<i>European Copper Institute</i>
EIA	<i>U.S. Energy Information Administration</i>
EPA	<i>Environmental Protection Agency</i>
EW	Gewinnungselektrolyse (engl. <i>electrowinning</i>)
GLO	Global (Kürzel beiecoinvent)
GWP	Treibhausgaspotential (engl. <i>global warming potential</i>)
HPGR	Hochdruckmahlwalzen (engl. <i>high pressure grinding rolls</i>)
ICA	<i>International Copper Association</i>
ICSG	<i>International Copper Study Group</i>
IEA	<i>International Energy Agency</i>
IFEU	Institut für Energie- und Umweltforschung
IOCG	Eisenoxid-Kupfer-Gold (engl. <i>ironoxide-copper-gold</i>)
JORC	<i>Australasian Code for Reporting of Exploration Results, Mineral Resources and Ore Reserves</i>
KEA	Kumulierter Energieaufwand

KExA	Kumulierter Exergieaufwand
L	Laden
LCA	Ökobilanz (engl. <i>life cycle assessment</i>)
LCI	Sachbilanz (engl. <i>life cycle inventory</i>)
LuT	Laden und Transportieren
M	Mahlen
MIX	Minen, die sowohl im Tagebau als auch unter Tage abbauen
MG	Metallgewinnung
MIBC	4-Methyl-2-pentanol (engl. <i>methyl isobutyl carbinol</i>)
MIPS	<i>Material Input per Service Unit</i>
Mt	Mount
NSR	Netto-Schmelzrendite (engl. <i>net smelter return</i>)
OECD	Organisation für wirtschaftliche Zusammenarbeit und Entwicklung (engl. <i>Organisation for European Economic Co-operation and Development</i>)
OG	Erzgehalt (engl. <i>ore grade</i>)
OP	Tagebau (engl. <i>open pit mining</i>)
P	Vorbehandlung
PGM	Platingruppenmetalle
PLS	<i>Pregnant leach solution</i>
R	Raffinieren bzw. Raffination
R.E.	Referenzumgebung (engl. <i>reference environment</i>)
REE	Seltene Erden (engl. <i>rare earth elements</i>)
RER	Europa (Kürzel beiecoinvent)
RoW	<i>Rest of World</i> (Kürzel beiecoinvent)
SE	Trennung (engl. <i>separation</i>)
S	Schmelzen
SAMREC	<i>South African Code for Reporting of Exploration Results, Mineral Resources and Mineral Reserves</i>
SEDEX	Sedimentärexhalative Lagerstätte
SR	Abraum-Erz-Verhältnis (engl. <i>stripping ratio</i>)
STD	Standardabweichung

SX	Solventextraktion
T	Transport
UBA	Umweltbundesamt
UG	Untertagebau (engl. <i>underground mining</i>)
UNEP	<i>United Nations Environment Programme</i>
USGS	<i>United States Geological Survey</i>
V	Ventilation
var.	<i>various</i>
VDI	Verein Deutscher Ingenieure
VMS	Vulkanogene Massivsulfide
WEC	<i>World Energy Council</i>
WCED	<i>World Commission on Environment and Development</i>
Z	Zerkleinern

1 Einleitung

1.1 Motivation

1.1.1 Bedeutung von Metallen

Mineralische Rohstoffe und insbesondere Metalle sind für die Menschheitsgeschichte schon immer von zentraler Bedeutung. Beide sind untrennbar miteinander verbunden, was sich unter anderem in der Benennung ganzer Epochen wie des Chalkolithikum (Kupferzeit) oder der Bronzezeit zeigt. Nach und nach lernte die Menschheit, diese Rohstoffe zu nutzen, zuerst als Waffen und Werkzeuge. Heute sind Metalle in fast allen Lebensbereichen zu finden. Dazu gehören die Kommunikation, die Bereitstellung und Verteilung von Elektrizität sowie der Transport, um nur ein paar Beispiele zu nennen. Neben den Anwendungsgebieten ist mit der Zeit auch die Anzahl der verwendeten Metalle gestiegen. Betrachtet man Technologien zur Energieerzeugung, so waren 1700 nur drei Elemente, darunter zwei Metalle in Windmühlen verbaut. Mit der Erfindung neuer Technologien wie der Dampfmaschine stieg die Anzahl der verwendeten Elemente immer weiter an; heute werden etwa 34 Metalle zur Erzeugung von Energie verwendet (Achzet et al., S. 6).

Besonders das 20. Jahrhundert war aufgrund der vielen technischen Innovationen von einem immensen Anstieg des Rohstoffbedarfs geprägt. Betrachtet man den gesamten jährlichen Rohstoffbedarf der USA, so stieg dieser im Zeitraum von 1900 bis 2000 um mehr als das 26-Fache von etwa 130 Mio. t. auf über 3,3 Mrd. t.; der größte Anstieg ist dabei bei den Baustoffen zu verzeichnen (Sznoppek 2006). Auch die Nachfrage und damit der Abbau von Metallen sind merklich gestiegen. Bei Stahl bspw. liegt der Verbrauch in den USA im Jahr 2000 etwa bei der vierfachen Menge des 1900 verbrauchten Stahls, bei Kupfer etwa bei der 15-fachen Menge und bei Aluminium sogar fast bei der 3000-fachen Menge (Kelly und Matos 2014).

Die Nachfrage nach Metallen wird aufgrund der steigenden Weltbevölkerung, des zunehmenden und sich angleichenden Wohlstandsniveaus, besonders in bevölkerungsreichen Entwicklungsländern wie Indien, und dem Ausbau rohstoffintensiver Technologien auch weiterhin steigen. Allein durch den Ausbau erneuerbarer Energien wird eine große Menge an Metallen erforderlich (Kleijn et al. 2011). Laut einer Studie der Deutschen Rohstoffagentur (DERA) wird besonders die Nachfrage nach Lithium, Seltenen Erden (engl. *rare earth elements*, REE) und Rhenium durch Zukunftstechnologien steigen (Marscheider-Weidemann et al. 2016). Insgesamt erwarten Elshkaki et al. (2018) mindestens eine Verdopplung des Kupfer-, Eisen-, Aluminium-, Mangan-, Zink- und Bleibedarfs bis 2050. Für Kupfer berechnet eine Studie im Auftrag des Umweltbundesamts unter bestimmten Voraussetzungen sogar einen deutlich höheren Anstieg (Purr et al. 2019). Die Verfügbarkeit von Rohstoffen allgemein und Metallen im Speziellen ist daher eine wichtige Voraussetzung für eine moderne Gesellschaft und für eine nachhaltige Zukunft.

Mineralische Rohstoffe, zu denen die Metalle gehören, zählen zu den nicht-erneuerbaren Rohstoffen. Die auf der Erde verfügbare Menge ist damit begrenzt. Dies liegt darin begründet, dass ihre Entstehung durch geologische Prozesse den menschlichen Zeithorizont überschreitet. Die Entstehung von Erdöl bspw. benötigt mehrere Millionen Jahre (Grotzinger und Jordan 2017, S. 650). Bei Metallen hingegen geht es in diesem Zusammenhang nicht um ihre Entstehung selbst, sondern um ihre Anreicherung in Lagerstätten.

Denn nur diese angereicherten Mengen sind für die Menschheit nutzbar. Der restliche Teil liegt fein verteilt in der Erdkruste vor und ist zumindest unter den derzeitigen technischen Bedingungen nutzlos.

Im Gegensatz zu den Energieträgern werden Metalle, sind sie einmal aus der Erde extrahiert, nicht verbraucht, sondern gebraucht. Das heißt, sie stehen der Menschheit größtenteils auch nach der ersten Nutzung zur Wiederverwendung zur Verfügung. Doch die Mengen, die durch das Recycling bereitgestellt werden, können den Bedarf vorerst nicht decken (Elshkaki et al. 2018). Der Abbau von Primärrohstoffen wird also auch in absehbarer Zukunft notwendig sein. Deshalb ist ein nachhaltiger Umgang mit diesen Rohstoffen gefordert.

1.1.2 Rohstoffe und Nachhaltigkeit

Die erste Arbeit, die einen nachhaltigen Umgang mit den natürlichen Ressourcen fordert und welche den Begriff der Nachhaltigkeit geprägt hat, geht auf Hans Carl von Carlowitz zurück. Dieser verfasste zu Beginn des 18. Jahrhunderts die *Sylvicultura oeconomica*, in welcher er zu Zeiten einer Energieknappheit auf die Ausbeutung der Wälder aufmerksam machte (Carlowitz und Hamberger 2013). Gegen Ende des 18. Jahrhunderts schrieb dann Thomas Malthus seinen Aufsatz „*An Essay on the Principles of Population*“ über die durch das Bevölkerungswachstum entstehende Ressourcenverknappung und deren Folgen. Er wies darauf hin, dass das Bevölkerungswachstum in geometrischer Progression wachse, wohingegen der Bodenertrag nur in arithmetischer Progression. Dieser ungleichmäßige Zuwachs führe bei Nichteingreifen zu Armut, Krankheiten, Kriegen und letztendlich zum Tod (Malthus 1977). Wohingegen sich diese ersten Diskussionen vermehrt auf die verfügbare Fläche und nachwachsende Rohstoffe bezogen, gewann die Verknappung mineralischer Rohstoffe erst in der zweiten Hälfte des 20. Jahrhunderts an Bedeutung.

Eine der ersten bekannten Arbeiten, die sich mit der Verfügbarkeit mineralischer Rohstoffe beschäftigte, geht auf M. K. Hubbert zurück. Er untersuchte in den 1950er Jahren die Erdölproduktion der USA und sagte deren Fördermaximum (auch als „*Peak*“ bezeichnet) in den 70er Jahren vorher (Hubbert 1956), womit er große Aufmerksamkeit erlangte. Rund 20 Jahre später, etwa zeitgleich mit der Gründung des *United Nations Environment Programme* (UNEP), wurde der Bericht *Die Grenzen des Wachstums* vom *Club of Rome*, einer 1968 in Rom gegründeten Vereinigung unterschiedlicher Persönlichkeiten aus Wissenschaft, Kultur, Politik und Wirtschaft, veröffentlicht (Meadows et al. 1972). Die Wissenschaftler entwickelten im Rahmen einer Studie für den *Club of Rome* ein Modell der Welt, mit welchem sie u. a. die zukünftige Entwicklung des Ressourcenbedarfs vorherzusagen versuchten und diese dem Angebot gegenüberstellten. Sie untersuchten dazu mehrere Szenarien und kamen zum Ergebnis, dass die Wachstumsgrenzen der Erde (nicht nur im Falle einer unveränderten Lebensweise) in den nächsten 100 Jahren erreicht und unsere Rohstoffvorräte erschöpft seien. Einer der Hauptgründe dafür sahen die Autoren im exponentiellen Wachstum der Weltbevölkerung und somit des Rohstoffbedarfs. Sie wiesen mit dem Bericht darauf hin, dass die Menschheit neue Wege einschlagen müsse, um einen Kollaps zu vermeiden und weiterhin bestehen zu können. Das Buch verkaufte sich über 30 Mio. Mal und wurde in 30 verschiedene Sprachen übersetzt (Simmons 2000). Damit gelang es ihnen – trotz teilweise negativer Kritiken – weltweit auf die begrenzte Verfügbarkeit unserer Ressourcen aufmerksam zu machen.

Ein darauffolgender weiterer wichtiger Meilenstein in der allgemeinen Nachhaltigkeitsdiskussion war der sogenannte Brundtland-Bericht¹ im Jahr 1987. Dieser wurde unter dem Titel *Our Common Future* von der Weltkommission für Umwelt und Entwicklung der Vereinten Nationen (engl. *World Commission on Environment and Development*, WCED) veröffentlicht und wird als „*Geburtsurkunde des modernen Nachhaltigkeitsdiskurses*“ (Kopfmüller et al. 2007, S. 14) bezeichnet. In diesem Rahmen wurde erstmals

¹ Benannt nach Gro Harlem Brundtland, der Vorsitzenden der Kommission.

ein Konzept für die nachhaltige Entwicklung unserer Gesellschaft verfasst und eine der bekanntesten Definitionen dieser hervorgebracht:

“*Sustainable development is development that meets the needs of the present without compromising the ability of future generations to meet their own needs*” (WCED 1987, S. 43).

Trotz der vorhergehenden Arbeiten und Berichte zur limitierten Verfügbarkeit von mineralischen Rohstoffen aller Art konnte die Brundtland-Kommission keine akute Gefährdung der Verfügbarkeit nicht-energetischer mineralischer Rohstoffe feststellen. Dabei verwies sie auch auf die Steigerung der Effizienz bei der Nutzung der Rohstoffe, die Zunahme des Recyclings und die Möglichkeit der Substitution durch den technischen Fortschritt. Jedoch wies sie der Verfügbarkeit von Energie und den mit der Herstellung verbundenen Emissionen eine entscheidende Rolle zu. (WCED 1987, S. 52)

Auch heute gibt es noch eine lebhafte Diskussion über die Verfügbarkeit nicht-erneuerbarer Rohstoffe (Gordon et al. 2006; Tilton und Lagos 2007; Gordon et al. 2007). Dabei bestehen noch immer zwei konträre Sichtweisen: Das *fixed stock paradigm* und das *opportunity cost paradigm*. Bei Ersterem wird von einer begrenzten verfügbaren Menge auf unserer Erde ausgegangen, welche die Menschheit mit immer höherer Geschwindigkeit ausbeutet und die es notwendig macht, auf qualitativ schlechtere Ressourcen zurückzugreifen, die wiederum mit einem immer größeren Eingriff in die Umwelt verbunden sind. Anhänger des *opportunity cost paradigm* hingegen sehen keine mengenmäßige Begrenzung. Sie glauben, dass die Kosten für die Rohstoffgewinnung mit der abnehmenden Qualität der verfügbaren Ressourcen und damit die Rohstoffpreise steigen werden und neue Ressourcen somit abbauwürdig werden. Im Idealfall werden die Effekte der Erschöpfung der Ressourcen von neuen kosteneinsparenden Technologien sogar aufgehoben. (Tilton 1996) Beide Theorien werden durch die sinkenden Metallkonzentrationen der abgebauten Lagerstätten bestärkt (Mudd 2009b; Calvo et al. 2016). Obwohl die Effekte und Ursachen fallender Erzgehalte (engl. *ore grade*) bereits Mitte des 20. Jahrhunderts diskutiert wurden (Corry und Kiessling 1938; Leong et al. 1940; Committee on Resources and Man 1969), ist die Ursache immer noch umstritten (West 2011; Northey et al. 2017). Auch die Befürchtung eines aufgrund der abnehmenden Erzgehalte immens steigenden Aufwands ist nur teilweise berechtigt, da sich die genannten Arbeiten meist auf den derzeitigen Stand der Technik beziehen (z. B. Koppelaar und Koppelaar 2016; Norgate und Haque 2010; Norgate und Jahanshahi 2010; Marsden 2008) und starke Vereinfachungen für Prognosen vornehmen (z. B. Elshkaki et al. 2016). Dadurch wird die langfristige zeitliche Entwicklung nicht berücksichtigt, welche zur Bewertung der Rohstoffverfügbarkeit unabdingbar ist.

Deshalb fehlt bis heute ein umfassendes Bewertungskonzept, das alle Einflussfaktoren berücksichtigt und eine langfristige Analyse erlaubt.

1.2 Forschungsfragen und Zielsetzung

Vor diesem Hintergrund beschäftigt sich diese Dissertation mit folgenden Fragen:

- 1) Wodurch wird die Verfügbarkeit von Metallen bestimmt? Was sind die begrenzenden Faktoren?
- 2) Welche Rolle spielt dabei die abnehmende Metallkonzentration der Lagerstätten? Worauf ist sie zurückzuführen?
- 3) Wie hat sich der Aufwand der Metallgewinnung langfristig entwickelt?
- 4) Welchen Einfluss hat der Mensch durch technische Innovationen und Effizienzsteigerungen auf die Verfügbarkeit von Metallen?

5) Kann eine nachhaltige Versorgung mit (Primär-)Metallen auch zukünftig sichergestellt werden? Welche Maßnahmen sind dazu erforderlich?

Um die gestellten Forschungsfragen zu beantworten, wird im Rahmen dieser Thesis ein geeigneter Bewertungsansatz entwickelt und exemplarisch am Beispiel Kupfer angewandt. Kupfer wurde gewählt, da es seit jeher eine herausragende Bedeutung in der menschlichen Entwicklung hat, viele Metalle mit Kupfer vergesellschaftet sind, d. h. ihre Gewinnung an den Kupferabbau gebunden ist, und für Kupfer eine umfangreiche Datenbasis zur Verfügung steht. Ziel des zu entwickelnden Ansatzes ist es, Zusammenhänge und Einflussparameter besser zu verstehen und die langfristige Entwicklung darzustellen, um abschließend Strategien für eine nachhaltigere Versorgung mit Primärmetallen abzuleiten.

1.3 Lösungsweg/Strukturierung der Thesis

Die vorliegende Arbeit ist wie in Abbildung 1.1 dargestellt in zwei Hauptabschnitte unterteilt. Der erste Abschnitt entwickelt einen generischen Bewertungsansatz, im zweiten Teil wird der Ansatz dann beispielhaft für Kupfer angewandt.

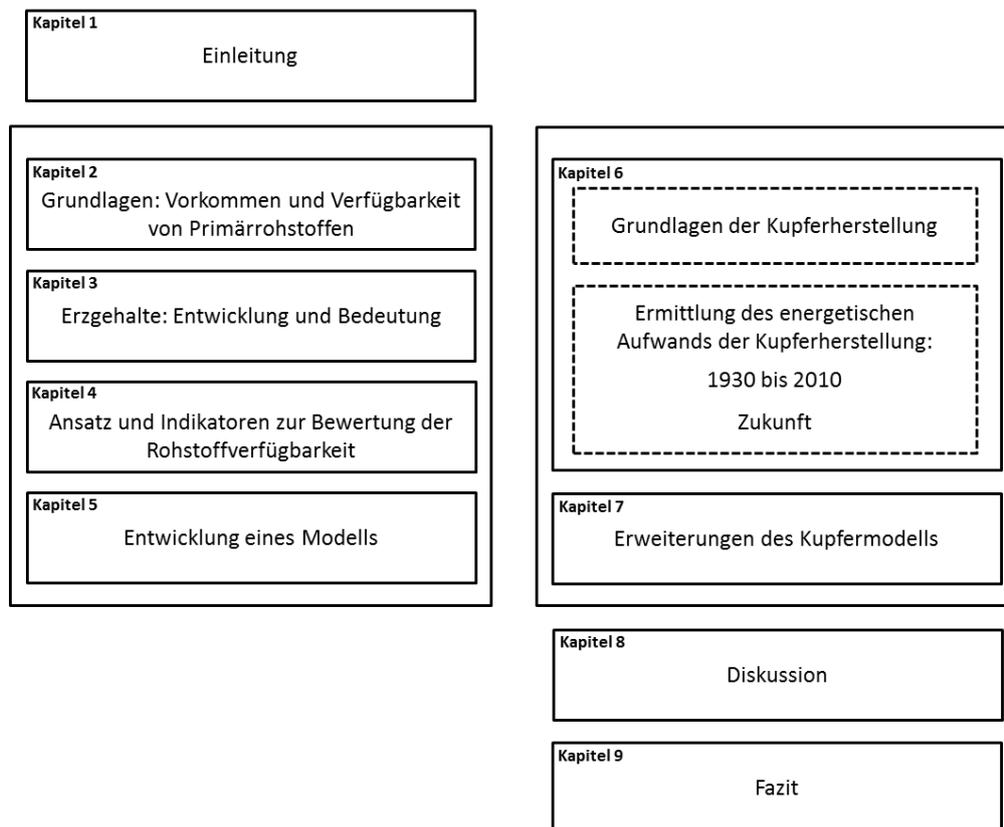


Abbildung 1.1: Struktur der Thesis.

In Kapitel 2 werden dazu die Grundlagen zu den Vorkommen von Primärrohstoffen allgemein und insbesondere von Metallen erläutert und darauf basierend die Thematik der Verfügbarkeit diskutiert. Das Kapitel beschäftigt sich somit hauptsächlich mit Forschungsfrage 1).

Kapitel 3 beschäftigt sich mit den sinkenden Metallkonzentrationen der abgebauten Erze. Dabei werden ihre Entwicklung, die Ursachen und die Bedeutung für die Rohstoffverfügbarkeit aufgezeigt. Dies ist notwendig, um Forschungsfrage 2) zu beantworten und das tatsächliche Schutzobjekt zu identifizieren.

In Kapitel 4 wird ein geeigneter Ansatz zur Bewertung der Rohstoffverfügbarkeit aufgezeigt. Dazu wird basierend auf den in Kapitel 2 und 3 gewonnenen Erkenntnissen das tatsächliche Schutzobjekt (Forschungsfrage 1) ermittelt und ein geeigneter Indikator für den Bewertungsansatz ausgewählt.

In Kapitel 5 werden die Einflussfaktoren, welche den Aufwand der Rohstoffgewinnung maßgeblich bestimmen, identifiziert und ein generisches Energie- und Stoffstrommodell für die Metallgewinnung entwickelt.

Im zweiten Teil der Dissertation werden in Kapitel 6 die Grundlagen der Kupfergewinnung gegeben, welche notwendig sind, um ein metallspezifisches Modell zu erstellen, dessen Ergebnisse anschließend präsentiert werden. Die Ergebnisse dienen der Beantwortung von Forschungsfragen 3) und 4). Durch die Entwicklung von Zukunftsszenarien und deren Bewertung wird Forschungsfrage 5) adressiert.

Kapitel 7 stellt Erweiterungen des Kupfermodells vor. Es werden der Einbezug von Nebenprodukten sowie die Anwendung des Modells auf einzelne Regionen behandelt. Dabei wird auch die Situation der Versorgung Deutschlands mit Primärkupfer bewertet, um regionsspezifische Aussagen treffen zu können (Forschungsfrage 5)).

In Kapitel 8 wird die Arbeit kritisch reflektiert und der zukünftige Forschungsbedarf aufgezeigt. Dabei wird auf den Bewertungsansatz, die Herausforderungen und Limitationen bei dessen Anwendung sowie die Übertragbarkeit des Bewertungsansatzes auf andere Metalle eingegangen.

Ein abschließendes Fazit wird in Kapitel 9 gezogen.

2 Die Erde als Rohstofflieferant

Metalle sind wie bereits erläutert ein wichtiger Bestandteil der menschlichen Zivilisation. Wir beziehen sie von unserer Erde, welche uns Menschen eine Lebensgrundlage bietet. Sie versorgt uns mit allen lebensnotwendigen Stoffen wie Sauerstoff, Wasser und Nahrung. Darüber hinaus hat die Menschheit nach und nach gelernt, andere auf der Erde vorkommende Stoffe wie Metalle zu nutzen.

In diesem Kapitel wird ein Überblick über die Erde und ihre Ressourcen gegeben. Dazu wird zuerst die allgemeine chemische Zusammensetzung der Erde kurz erläutert. Anschließend werden die mineralischen Ressourcen hinsichtlich ihrer Vorkommen, Gewinnung und Verfügbarkeit genauer betrachtet.

2.1 Die chemische Zusammensetzung der Erde

Die Erde kann in drei Schichten eingeteilt werden, den Erdkern, den Mantel und die Erdkruste. Die chemische Zusammensetzung dieser Schichten und damit die Verteilung der einzelnen Elemente werden in Folgendem beschrieben.

Durch die Untersuchung von Meteoriten wurde bewiesen, dass die Erde durch die Kondensation einer kosmischen Staubwolke entstand (Grotzinger und Jordan 2017, S. 19; Goldschmidt 1954). Bei der Kondensation kühlte die Materie vom gasförmigen in den flüssigen oder festen Aggregatzustand ab und es entstand ein Planet – unsere Erde. Nach Goldschmidt (1954) bestand die Erde anfangs vermutlich aus unterschiedlichen flüssigen Phasen: metallisches Eisen, Silikate sowie Eisensulfid und wurde von einer gasförmigen Schicht (Atmosphäre) umgeben. Diese Ur-Atmosphäre hat sich im Laufe der Zeit verändert. Viele der anfänglichen Bestandteile verteilten sich im Weltall. Die Atmosphäre, wie sie heute vorzufinden ist, besteht wahrscheinlich aus flüchtigen Verbindungen des Erdinneren. Das Wasser, welches die Hydrosphäre bildet, hingegen stammt vermutlich größtenteils von Eiskometen und -planetesimalen, welche auf die Erde trafen. (Bahlburg und Breitzkreuz 2004, S. 194) Was genau in den vielen hundert Millionen Jahren während der Entstehung der heutigen Erde geschah, ist nicht genau bekannt, da sich die Erde durch den ständigen Zusammenstoß mit Meteoriten maßgeblich verändert hat. Dennoch kann die Verteilung der verschiedenen Elemente zwischen dem Erdkern und der Lithosphäre (Erdkruste und der obere Teil des Erdmantels) durch deren Affinität zu bestimmten Trägerphasen erklärt werden. Dabei bezieht sich Goldschmidt (1954) auf Analysen von Meteoriten und die freie Bildungsenergie von Oxiden sowie von Elementen mit Eisen. Ursprünglich unterscheidet er in fünf Gruppen. Die erste Gruppe wird als siderophil (Eisen-liebend) bezeichnet. Dazu gehören auch die Platingruppenmetalle, wodurch deren Seltenheit in der Erdkruste begründet werden kann. Da diese sich vermehrt zu Eisen hingezogen fühlen, reicherten sie sich im Erdkern, welcher hauptsächlich aus Eisen besteht, an. Elemente, die eine größere freie Oxidations-Bildungsenergie pro Gramm Sauerstoffatom besitzen wie Eisen bilden die zweite Gruppe. Sie verbinden sich gerne mit steinigem Material und werden als lithophil (Silikat-liebend) bezeichnet, dazu zählen z. B. Aluminium und Magnesium. Die dritte Hauptgruppe besteht aus chalkophilen Elementen (Schwefel-liebend). Diese Gruppe kann noch in zwei Untergruppen geteilt werden, abhängig davon, ob ein Eisenüberschuss besteht oder nicht. Die erste Untergruppe repräsentiert Sulfide in Meteoriten und evtl. auch im Erdinneren, die zweite Untergruppe Sulfide in der äußeren Lithosphäre. Zu den chalkophilen Elementen zählen bspw. Kupfer und Molybdän. Die vierte Gruppe bilden die Gas-liebenden oder atmosphilen Elemente wie bspw. Kohlenstoff. Die fünfte Gruppe bilden die biophilen Elemente, die sich in Pflanzen und Tieren ansammeln. Diese geochemische Einteilung der Elemente wird als die Goldschmidt-Klassifikation bezeichnet (siehe Abbildung 2.1).

2 Die Erde als Rohstofflieferant

1 I. Hauptgruppe																	18 VIII. Hauptgruppe
1 H	2 II. Hauptgruppe											13 III. Hauptgruppe	14 IV. Hauptgruppe	15 V. Hauptgruppe	16 VI. Hauptgruppe	17 VII. Hauptgruppe	2 He
3 Li	4 Be											5 B	6 C	7 N	8 O	9 F	10 Ne
11 Na	12 Mg	3 III. Nebengruppe	4 IV. Nebengruppe	5 V. Nebengruppe	6 VI. Nebengruppe	7 VII. Nebengruppe	8 VIII. Nebengruppe	9 VIII. Nebengruppe	10 VIII. Nebengruppe	11 I. Nebengruppe	12 I,II. Nebengruppe	13 Al	14 Si	15 P	16 S	17 Cl	18 Ar
19 K	20 Ca	21 Sc	22 Ti	23 V	24 Cr	25 Mn	26 Fe	27 Co	28 Ni	29 Cu	30 Zn	31 Ga	32 Ge	33 As	34 Se	35 Br	36 Kr
37 Rb	38 Sr	39 Y	40 Zr	41 Nb	42 Mo	43 Tc	44 Ru	45 Rh	46 Pd	47 Ag	48 Cd	49 In	50 Sn	51 Sb	52 Te	53 I	54 Xe
55 Cs	56 Ba	57 La	72 Hf	73 Ta	74 W	75 Re	76 Os	77 Ir	78 Pt	79 Au	80 Hg	81 Tl	82 Pb	83 Bi	84 Po	85 At	86 Rn
87 Fr	88 Ra	89 Ac	104 Rf	105 Db	106 Sg	107 Bh	108 Hs	109 Mt	110 Ds	111 Rg	112 Cn	113 Uut	114 Fl	115 Uup	116 Lv	117 Uus	118 Uuo

Lathanoide	58 Ce	59 Pr	60 Nd	61 Pm	62 Sm	63 Eu	64 Gd	65 Tb	66 Dy	67 Ho	68 Er	69 Tm	70 Yb	71 Lu
Actinoide	90 Th	91 Pa	92 U	93 Np	94 Pu	95 Am	96 Cm	97 Bk	98 Cf	99 Es	100 Fm	101 Md	102 No	103 Lr

Legende	atmo-phil	chalko-phil	litho-phil	sidero-phil
---------	-----------	-------------	------------	-------------

Abbildung 2.1: Goldschmidt-Klassifikation der Elemente (atmosphäphil = Gas-liebend, chalkophil = Schwefel-liebend, lithophil = Silikat-liebend, siderophil = Eisen-liebend; die biophilen Elemente sind nicht gekennzeichnet).

Viele Publikationen bezüglich der chemischen Zusammensetzung der Erde und ihrer einzelnen Schichten gehen auf Mitte bis Ende des 20. Jahrhunderts zurück. Dennoch sind die chemische Zusammensetzung und der Aufbau der Erde nicht endgültig definiert und werden daher weiterhin erforscht. Dies trifft besonders auf den Erdkern und -mantel zu, da diese nicht zugänglich sind. Abbildung 2.2 zeigt die Verteilung der wichtigsten Elemente auf die verschiedenen Schalen nach Grotzinger und Jordan (2017, S. 13).

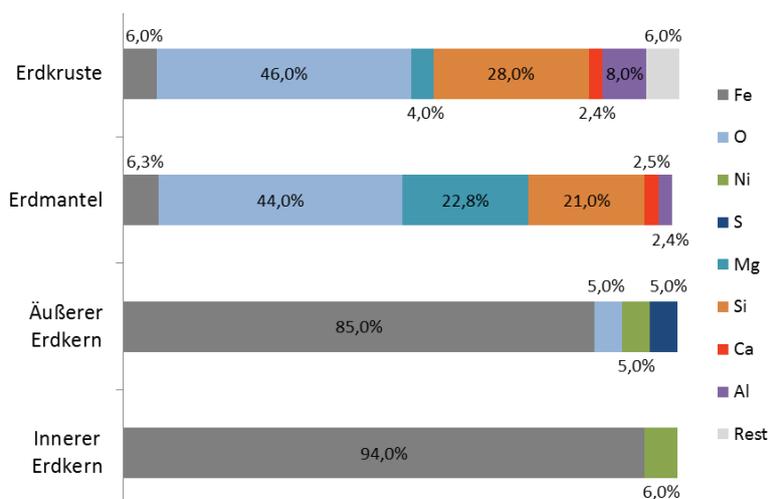


Abbildung 2.2: Chemische Zusammensetzung der Erde (eigene Darstellung nach Grotzinger und Jordan 2017, S. 13).

Der für die Menschheit wichtigste Teil ist die Erdkruste bzw. deren oberster Teil, da nur dieser zugänglich ist. Hinsichtlich Volumen und Masse ist die gesamte Erdkruste im Vergleich zu den restlichen Erdschalen kaum von Bedeutung, ihr Wert wird aber u. a. durch die höchste Vielfalt an Elementen deutlich (Taylor 1964). Die Erdkruste ist stark heterogen und nur schwer mit einem Durchschnitt ihrer chemischen Zusammensetzung zu beschreiben, dennoch liefert eine solche Untersuchung wichtige Erkenntnisse (Rudnick und Gao 2005, S. 3). Zur Bestimmung der durchschnittlichen chemischen Zusammensetzung der Erdkruste werden zwei Methoden angewandt: Erforschung offener Gesteine, hauptsächlich zur Bestimmung der durchschnittlichen Anteile an Mengen- und löslichen Spurenelementen² und die Untersuchung der Zusammensetzung unlöslicher Elemente in Sedimenten und glazialen Ablagerungen zur Bestimmung der Spurenelemente, besonders der REE (Rudnick 1995). Grundlegende Arbeiten zu diesen beiden Methoden wurden von Clarke (1889) bzw. Clarke und Washington (1924) sowie Goldschmidt (1933) durchgeführt. Werte zur durchschnittlichen Konzentration eines Elements werden daher auch als Clarke-Werte bezeichnet. Unterschiedliche Studien geben auch leicht unterschiedliche Clarke-Werte für die einzelnen Elemente an (siehe z. B. Taylor 1964; Rudnick und Gao 2014; Wedepohl 1995). Sauerstoff ist mit fast 50 % eines der bedeutendsten Elemente hinsichtlich seines Gewichtanteils an der oberen Erdkruste, insgesamt machen nur acht Elemente 99 % aus (Valero 2008, S. 38). Metalle haben eine sehr geringe Konzentration. Der durchschnittliche Anteil (Clarke-Wert) an z. B. Kupfer in der oberen Erdkruste beträgt etwa 28 µg/g, der von Gold nur 1,5 ng/g (Rudnick und Gao 2014). Geht man also davon aus, dass ungefähr bekannt ist, welche Elemente in welchen Anteilen vorliegen, kann in etwa abgeschätzt werden, wie groß die noch vorhandene Menge an Rohstoffen (zumindest in der Erdkruste, auf deren obere Schichten sich derzeitige Explorations- und Abbauaktivitäten konzentrieren) ist. Dies heißt aber nicht, dass dadurch eine Aussage über die tatsächliche nutzbare Menge getroffen werden kann. Die für die Menschheit nutzbare und damit interessante Menge ist die Menge, die derzeit aber auch zukünftig mit einem angemessenen Aufwand gefunden und gewonnen werden kann.

2.2 Mineralische Ressourcen

Natürliche Ressourcen können grundsätzlich als erneuerbar und nicht-erneuerbar klassifiziert werden. Nicht-erneuerbare Ressourcen sind solche, die sich nicht in einem bestimmten Zeitraum erneuern, wobei von 100 bis 1000 Jahren (menschlicher Zeithorizont) ausgegangen wird (Kosmol und Kanthak 2012, S. 18). Zu ihnen zählen die energetischen sowie die nicht-energetischen mineralischen Rohstoffe, welche die Metalle und Industriemineralien umfassen. Im Rahmen dieser Arbeit wird der Fokus auf die Metalle gelegt.

2.2.1 Lagerstätten

Die nutzbare Menge an Metallen und anderen mineralischen Ressourcen findet sich angereichert in Lagerstätten wieder, deren Entstehung und Typen nachfolgend erläutert werden.

2.2.1.1 Entstehung

Die Bildung von Lagerstätten verdanken wir geologischen Prozessen. Diese werden im Folgenden basierend auf den Grotzinger und Jordan (2017) sowie Craig et al. (2011) beschrieben (sofern nicht anders angegeben).

Die beiden Haupteinflussfaktoren auf die Verteilung der Ressourcen auf der Erde sind die global wirkende Plattentektonik und lokale wirkende Prozesse, die u. a. durch das Klima hervorgerufen werden. Die

² Spurenelemente sind Elemente, deren Gewichtsanteil an der Erdkruste kleiner 0,1 % ist.

Plattentektonik, welche in den 1960ern entdeckt wurde, bestimmt die geologischen Rahmenbedingungen. Unterirdisch spielen sich dabei magmatische und metamorphe Prozesse ab, die die vulkanischen Gesteine Basalt (geringer Si-Gehalt) und Granit (hoher Si-Gehalt) erzeugen. Ursprung dieser Prozesse ist u. a. der Zerfall radioaktiver Elemente im Erdkern. Dadurch wird lokal so viel Hitze (mind. 675°C bei Granit) erzeugt, dass umliegendes Gestein geschmolzen wird. Das entstandene Magma bewegt sich aufgrund von Dichte- und Druckunterschieden nach oben. Dabei schafft es sich auf unterschiedlichste Weise Platz: durch das Aufbrechen von Gesteinsschichten, durch das Aufschmelzen von Nebengestein oder durch das Losbrechen von Gesteinsblöcken. Dieser Prozess wird auch als *stoping* bezeichnet. Bei siliciumreichen Magmen wie Granit kann es neben einer vertikalen Bewegung auch zu einer seitlichen Ausbreitung kommen. Sobald sich das Magma nicht mehr weiterbewegen kann, kristallisiert es. Zum Teil gelangt es direkt an die Oberfläche oder kann durch Erosion zu einem späteren Zeitpunkt freigelegt werden. Ein schönes Beispiel für die Bildung von Lagerstätten durch magmatische Prozesse sind porphyrische Kupferlagerstätten wie sie bspw. in Chile vorkommen. Solche Lagerstätten entstehen oft entlang von Subduktionszonen, an denen sich die ozeanische unter die kontinentale Kruste schiebt. Durch das Aufschmelzen von Krustengestein an diesen Subduktionszonen und der anschließenden Abkühlung entstehen Flüssigkeiten, die Metalle enthalten und mit anderen Gesteinen reagieren bzw. weiter abkühlen und dabei Mineralien abscheiden. Es entstehen oft sogenannte Imprägnationslagerstätten, bei denen sich die Mineralien in sehr kleinen Rissen und Spalten einsprengen. Außerdem können bei der Kristallisation von Magmen hydrothermale Fluide entstehen, die verschiedene gelöste Elemente enthalten und diese in Rissen oder Spalten abscheiden. Dabei entstehen sogenannte Adern oder Ganglagerstätten, die sich stark in Zusammensetzung, Gehalt und Größe unterscheiden, jedoch zu den wichtigsten Lagerstätten gehören. Zumeist sind die enthaltenen Erze sulfidischer Art. Zudem können Imprägnationen des Nebengesteins auftreten. Unter Umständen entstehen auch Pegmatite, die seltene Metalle wie z. B. REE enthalten. Pegmatite resultieren aus dem letzten Teil einer magmatischen Schmelze, der abkühlt und deshalb die Metalle enthält, die im Muttergestein nur in sehr geringen Konzentrationen vorkommen. Basalt enthält im Gegensatz zu Granit nur geringe Mengen Silicium. Dies liegt darin begründet, dass bei der Bildung von Basalt auch der Erdmantel geschmolzen wird, welcher wie oben beschrieben einen hohen Anteil an Magnesium enthält. Kann sich das Magma nicht mehr weiterbewegen, kristallisiert es nur sehr langsam. Dadurch kann es z. B. zu chemischen Reaktionen oder zum Aufschmelzen anderer Gesteinsschichten kommen. Typisch ist auch die stückweise Kristallisation, bei der sich unterschiedliche Schichten bilden, die sich in ihrer chemischen Zusammensetzung unterscheiden. Beispielhaft ist hier der Bushveld Komplex in Südafrika zu nennen, in dem sowohl Chrom als auch Platin zu finden ist.

Weitere wichtige Prozesse, die bei der Bildung von Lagerstätten beteiligt sind, sind die Regionalmetamorphose und die Kontaktmetamorphose. Bei der Regionalmetamorphose kommt es aufgrund von zunehmendem Druck und Temperatur zu Umwandlungen vergrabener Gesteine. Dieser Prozess tritt ab einer Tiefe von ca. 10 km ein und führt zur Umwandlung sedimentärer Gesteine, z. B. von Kalkstein zu Marmor oder Sandstein zu Quarzit. Ein Beispiel für eine durch diesen Prozess entstandene Ressource ist Aluminiumgranat. Kontaktmetamorphose tritt im Vergleich lokal auf. Dabei wandeln sich die Gesteine (am besten reagiert Kalkstein) am Rande einer magmatischen Intrusion aufgrund der Wärme und austretenden Flüssigkeiten um. Die so entstandenen metallischen Lagerstätten werden als Skarne bezeichnet. Typisch für Skarne ist ein hoher Gehalt an Eisenoxiden wie auch verschiedene Sulfide (Cu, Pb, Zn, Fe, Au, Ag).

Neben unterirdisch ablaufenden Prozessen spielen auch Prozesse eine Rolle, die auf der Oberfläche stattfinden. Zwei der wichtigsten Prozesse sind die Verwitterung und die Erosion. Erstere entsteht durch die Reaktion eines Gesteins auf Wind, Regen, Frost und biologische Aktivitäten. Die Abtragung an Hängen aufgrund der Gravitation und durch fließende Gewässer nennt man Erosion. Verwitterung ist ein kontinuierlicher Prozess und hängt stark von den klimatischen Bedingungen sowie vom betroffenen Gestein ab, da diese unterschiedlich reagieren. Eines der wichtigsten Produkte dieses Prozesses ist die

fruchtbare Erde. Ein weiteres Beispiel ist Bauxit, dieses entsteht in subtropischen und tropischen Zonen und dient als Hauptquelle für Aluminium. Ebenfalls können beständige Mineralien und Metalle freigelegt und anschließend transportiert werden. Hier kommt die Erosion ins Spiel. Sie bewegt die durch die Verwitterung entstandenen Produkte und konzentriert diese aufgrund von Unterschieden in Größe, Dichte und Härte auf. Beispiele hierfür sind Sand und Kies. Dadurch entstandene Lagerstätten nennt man *placer* (engl. für Seifenlagerstätten), die in Flüssen oder auch Stränden zu finden sind. Gold, Zinn und Titan treten oft in solchen Lagerstätten auf, da diese Metalle eine sehr hohe Beständigkeit gegenüber dem Einfluss des Wetters haben und sich durch eine hohe Dichte auszeichnen. Sind sie aus ihren Gesteinen z. B. ausgewaschen worden, können sie über lange Distanzen und in ihrer ursprünglichen Form transportiert werden. Im Grunde funktioniert das Goldwaschen nach dem gleichen Prinzip: Nutzung der Dichteunterschiede.

Ein weiterer geologischer Prozess ist die Evaporation. Evaporation ist ein globaler Prozess, der aber besonders in trockenen Gegenden zur Schaffung von Salzlagerstätten beiträgt. Dabei wird Frischwasser verdunstet und die betroffenen Seen erfahren eine Übersättigung an Salz, wodurch sich z. B. Salzablagerungen an ihren Ufern bilden. Ein Beispiel ist das Tote Meer oder die Atacama-Wüste in Chile, die früher als Lieferant für Nitrat diente, heute werden dort große Mengen an Lithium gewonnen (USGS 2016, S. 100 f.).

Auch der oberflächennahe Untergrund wird durch geologische Prozesse verändert. Dieser Bereich besteht aus unterschiedlichen Gesteinen. Bei Sedimenten z. B. läuft eine Diagenese ab, eine langsame Verfestigung und Veränderung der Gesteine bei geringem Druck und Temperatur. Eine der wichtigsten Ressourcen, die in dieser Region entsteht, ist Frischwasser, welches gereinigt und in Grundwasserleitern gespeichert wird. Ebenfalls im oberflächennahen Untergrund entstehen die bislang sehr wichtigen fossilen Brennstoffe. Dabei werden organische Stoffe unter Schichten von bspw. Sedimenten vergraben und durch den Druck und die leichte Temperaturerhöhung aus dem Erdinneren umgewandelt. Aus organischen Stoffen mit hohem Celluloseanteil entsteht Kohle. Aus organischen Stoffen mit geringem Celluloseanteil entsteht Kerogen und anschließend Petroleum. Auch Erdgas entsteht im Rahmen dieser Prozesse entweder durch die Beihilfe von Bakterien oder den Zerfall von Molekülen durch die mit der Tiefe zunehmende Temperatur. Weiterhin spielen marine Prozesse eine wichtige Rolle. Diese sind u. a. bei der Bildung von Kalk- und Phosphorlagerstätten beteiligt. Der Austritt von hydrothermalen Flüssigkeiten unter Wasser und deren Abkühlung, welche sich in sogenanntem „Schwarzen Rauch“ äußert, führt zur Ablagerung unterschiedlicher sulfidischer Minerale, die z. B. Eisen oder Kupfer enthalten. Auch zahlreiche Manganknollen in unterschiedlichsten Größen sind auf dem Meeresboden zu finden. Viele damit verbundene Prozesse wie z. B. der Wachstumsprozess der Manganknollen oder die Bildung der Phosphorlagerstätten sind aber noch nicht vollständig verstanden.

An der Bildung von Lagerstätten sind meist mehrere geologische Prozesse beteiligt. Zusätzlich haben sich die Kontinentalplatten im Laufe der Zeit hinsichtlich ihrer Größe, Form und Lage verändert. So kann heute eine Lagerstätte im europäischen Raum entdeckt werden, die in einem tropischen Klima entstanden ist.

2.2.1.2 Klassifikation und Beispiele

Wie in Kapitel 2.1 erläutert, ist die chemische Zusammensetzung der Erdkruste bereits relativ gut beschrieben. Dabei wird aber ein durchschnittlicher Gewichtsanteil der Elemente angegeben. Durch die im vorhergegangenen Kapitel beschriebenen geologischen Prozesse findet jedoch eine lokale Anreicherung dieser Elemente bzw. Mineralien in sogenannten Lagerstätten statt. Erst dadurch ist eine technologisch und wirtschaftlich vertretbare Gewinnung dieser Metalle möglich. Die zur Gewinnung von Metallen verwendeten Gesteine nennt man Erze. Erze sind ein rein ökonomisch geprägter Begriff und enthalten unter anderem so viel Metall, dass sich sein Abbau aus monetärer Sicht lohnt. Aber der Metallgehalt

allein bestimmt nicht, ob eine solche Anreicherung abbauwürdig ist. Darüber hinaus sind Größe, Form und geographische Lage der Lagerstätte, die mineralogische Zusammensetzung und Korngröße sowie die im Erz enthaltenen erwünschten und auch unerwünschten Nebenprodukte entscheidende Größen. Aber auch ein Absinken des aktuellen Marktpreises des gewonnenen Metalls kann ein Vorkommen unwirtschaftlich machen. (Craig et al. 2011, S. 16 ff.; Evans 1992, S. 3 ff.)

Im Folgenden sollen die verschiedenen Lagerstättentypen kurz beschrieben werden. Die Einteilung dieser ist nicht eindeutig festgelegt, so kann z. B. nach der Art der Rohstoffe, den Entstehungsprozessen oder nach dem umgebenden Gestein eine Gruppierung vorgenommen werden. Jede Klassifizierung eignet sich in unterschiedlichem Maß für einzelne Zielgruppen. Eine der bekanntesten Klassifikationen geht dabei auf Lindgren (1913) zurück. Dieser teilt die hydrothermale-epigenetischen Lagerstätten nach ihrer Bildungstemperatur und Teufe³ ein. Eine weitere wichtige Klassifikation wurde von Stanton (1972) eingeführt, welche auf einer Betrachtung von Erzen als Gesteine beruht. Heutige Klassifikationen beruhen häufig auf den Entstehungsprozessen. Eine solche Einteilung ist Tabelle 2.1 zu entnehmen. Dabei können einzelne Lagerstätten nicht zwangsweise einer Klasse zugeordnet werden, da der genaue Ablauf deren Entstehung nur vermutet werden kann und z. T. auch auf mehrere Prozesse zurückzuführen ist.

³ Bergmännische Bezeichnung für die Tiefe. Im Weiteren wird der Begriff Tiefe verwendet.

Tabelle 2.1: Klassifikation von Lagerstätten nach ihren Entstehungsprozessen. (Arndt et al. 2017, S. 24 ff.; Arndt et al. 2015; Neukirchen und Ries 2014; Petrascheck und Petrascheck 1950)

Magmatische Lagerstätten	Hydrothermale Lagerstätten	Sedimentäre Lagerstätten	Lagerstätten durch Verwitterung	Metamorphe Lagerstätten
In mafischem oder ultramafischem Gestein	Magmatische Wassersysteme	Mechanisch-sedimentäre Lagerstätten	Mechanische Rückstands-lagerstätten	<i>Lagerstätten in Skarnen</i> , CN, Skandinavien, USA
<ul style="list-style-type: none"> • <i>Layered mafic intrusions (LMI)</i> (Cr, PGM, Ni, Fe), z. B. Bushveld, SA, Kambalda, AUS • <i>Kimberlite</i>, SA, RUS, CAN • Mit felsischer Intrusion • <i>Karbonatite</i> (Cu, REE), z. B. Palabora, SA; Mountain Pass, USA • <i>Pegmatite</i> (Coltan, REE, P, Nb, Li, Be) 	<ul style="list-style-type: none"> • <i>Cu-Porphyr</i> (Cu, Mo, Au, Ag), z. B. Chuquibambilla, CL • <i>Mo-Porphyr (Climax-Typ)</i>, z. B. Climax, USA • <i>Skarn</i> (Fe, Cu, Zn, Au, Mo, W), z. B. Antamina, PE • <i>IOCG</i> (Cu, Au, U, REE), z. B. Olympic Dam, AUS • Meerwassersysteme • <i>Vulkanogene Massivsulfid-Lagerstätten (VMS)</i>, (Cu, Zn, Pb, Au, Ag), z. B. Noranda, CAN; JPN, ES, PT • Meteorische Wassersysteme • <i>Epithermale Lagerstätten</i> (Au-Ag, Ag, Pb, Zn, Au-Cu-As), z. B. Cripple Creek, USA; El Indio, CL, Cerro Vanguardia, AR, Yanacocha, PE • Basinale Wassersysteme • <i>Sedimentäre-exhalative Lagerstätten (SE-DEX)</i>, (Pb, Zn), z. B. Mt Isa, AUS • <i>Mississippi Valley-Type (MVT)</i> (Zn, Pb, Ag), z. B. Tri-State, USA • Metamorphe Wassersysteme • <i>Orogene Goldadern</i>, z. B. Kalgoorlie, AUS • Gemischte Systeme • <i>Carlin-type Au</i>, hauptsächlich in Nevada, USA 	<ul style="list-style-type: none"> • Mechanisch-sedimentäre Lagerstätten • <i>Alluviale Seifen</i> (Au, PGM, Diamanten, Ti-Zr), USA, AUS, BR, NAM • <i>Paläo-Seifen</i> (Au-U), z. B. Witwatersand, SA • Chemisch-sedimentäre Lagerstätten • <i>Bändererz (BIF - Banded Iron Formations)</i> (Fe), z. B. Transvaal, SA; Hamersley, AUS • <i>Manganlagerstätten</i>, z. B. Kalahari-Erzfeld, SA • <i>Evaporite</i> (Salze, Gips, Li), z. B. Salar de Uyuni, BOL, Salar de Atacama, CL • <i>Phosphorite</i>, FR, BE, ES, MAR, TUN, CN, USA • <i>Kupferschiefer u. afrikanischer Kupfergürtel</i> (Cu, Pb, Zn, Se, Ni, Au, Ag, Pd, Co), z. B. Lubin, PL, Mansfeld, DE (nicht mehr in Betrieb); Tenke-Fungurume, DRK • <i>Sandsteingebundene Cu u. Pb-Zn (red beds)</i>, heute nicht mehr von Bedeutung 	<ul style="list-style-type: none"> • Mechanische Rückstands-lagerstätten • <i>Eluviale Seifen</i> (Au, PGM, Coltan) • Chemische Rückstands-lagerstätten • <i>Laterite</i> (Al, Ni), z. B. Weipa, AUS • Lagerstätten aus Verwitterungslösungen • <i>Supergene Lagerstätten</i> (Cu, Zn, Au), z. B. Andes, USA 	

Abkürzungen: AUS – Australien, BE – Belgien, BOL – Bolivien, BR – Brasilien, CAN – Kanada, CL – Chile, CN – China, DRK – Demokratische Republik Kongo, ES – Spanien, FR – Frankreich, IOCG – Eisenoxid-Kupfer-Gold-Lagerstätten, JPN – Japan, MAR – Marokko, NAM – Namibia, PE – Peru, PGM – Platingruppenmetalle, PT – Portugal, REE – Seltene Erden, RUS – Russland, SA – Südafrika, TUN – Tunesien, USA – Vereinigte Staaten von Amerika

Aufgrund der Verwendung von Kupfer als Fallbeispiel im zweiten Teil der Arbeit werden die bekannten Arten von Kupferlagerstätten im folgenden Abschnitt kurz vorgestellt. Teilweise wird eine Einordnung der Lagerstätten in das in Tabelle 2.1 gezeigte Schema vorgenommen.

Kupferlagerstätten

Kupfer kommt in unterschiedlichen Erzmineralen vor. Das wichtigste Mineral ist Chalkopyrit (CuFeS_2), welches über 70 % des heutigen Abbaus ausmacht. Chalkopyrit zählt zu den primär gebildeten Mineralien, Kupfer liegt dabei gebunden mit Eisen und Schwefel vor. Neben den sulfidisch gebundenen Mineralien gibt es auch oxidische Mineralien wie z. B. Cuprit (Cu_2O). Je nach Bindung werden unterschiedliche Gewinnungsverfahren eingesetzt (siehe dazu Kapitel 6.1 und 6.2). Zu den wichtigsten Kupferlagerstätten gehören die porphyrischen Lagerstätten. Sie machen über 60 % der derzeitigen global abgebauten Menge und den bekannten Ressourcen⁴ aus (Arndt et al. 2017, S. 109; Weber 2015b; Dorner 2013). Porphyrische Lagerstätten sind vermehrt entlang des Pazifischen Feuerrings in Lateinamerika, Nordamerika und Asien zu finden. Dabei entspricht die Reihenfolge der Aufzählung dem mengenmäßigen Anteil der Regionen an den bekannten Kupferressourcen. Einzelne Lagerstätten befinden sich aber auch in Ozeanien, Europa und Afrika. (Weber 2015a) Bekannte Beispiele sind Chuquibambilla und Andina in Chile sowie Bingham in den USA. Das Erz liegt in porphyrischen Lagerstätten fein verteilt im Wirtsgestein (Granit) vor, entweder in feinen Quarzgängen oder als Imprägnationserz. Sie werden im Allgemeinen auch als (an Magmatite gebundene) Imprägnations- und Stockwerklagerstätten bezeichnet und gehören zu den durch hydrothermale Flüssigkeiten gebildeten Lagerstätten. Neben Kupfer enthält dieser Lagerstättentyp auch noch weitere Metalle wie Molybdän, Gold und Silber. Dabei kann meistens zwischen Cu, Cu-Au, Cu-Mo, Cu-Au-Mo Lagerstätten unterschieden werden, je nachdem welches der Metalle vermehrt neben Kupfer zu finden ist. Ebenfalls sind in sehr geringen Mengen u. a. Antimon, Selen, Bismut und Palladium enthalten. Zudem entsteht bei der Verhüttung noch Schwefelsäure. Lagerstätten des porphyrischen Typs besitzen einen durchschnittlich eher geringen Erzgehalt von etwa 0,5 bis 1,5 % Cu, zeichnen sich dafür aber durch ihre enorme Größe aus (Neukirchen und Ries 2014, S. 165). Nach Weber (2015b) enthält eine Lagerstätte durchschnittlich etwa 3 Mio. t an Kupfer. Der Molybdängehalt liegt durchschnittlich bei etwa 0 bis 0,04 %, der Goldgehalt bei etwa 1 bis 1,5 g/t (Neukirchen und Ries 2014, S. 165). Grundsätzlich ist dieser Lagerstättentyp nicht nur für Kupfer typisch, sondern auch für Molybdän und Zinn, wobei Zinn jedoch nur in geringen Mengen aus solchen Lagerstätten gewonnen wird. Oft finden sich supergene (sekundäre) Anreicherungen bei porphyrischen Kupferlagerstätten. Dabei entsteht durch Verwitterung eine sogenannte Oxidationszone, die bis zum Grundwasserspiegel reicht und einen im Vergleich zu den darunter liegenden Bereichen hohen Erzgehalt aufweist (Evans 1992, S. 173 ff.; Arndt et al. 2017, S. 111). Zudem entstehen im Zusammenhang mit porphyrischen Kupferlagerstätten oft andere Lagerstätten wie z. B. Skarne, welche ihren Namen dem schwedischen Namen für das Gestein, aus welchem sie bestehen, zu verdanken haben (Neukirchen und Ries 2014, S. 171). Stratiform sedimentgebundene Kupferlagerstätten stellen den zweitwichtigsten Lagerstättentyp für die Gewinnung von Kupfer dar (Weber 2015b; Evans 1992; Arndt et al. 2015, S. 116). Gemeinsam mit den porphyrischen Lagerstätten enthalten sie ca. 83 % der derzeit bekannten Kupferreserven (Mudd et al. 2013). Zum sedimentgebundenen Lagerstättentyp zählen der europäische Kupferschiefer, die Kupferflöze von White Pine sowie der Zentralafrikanische Kupfergürtel. Der europäische Kupferschiefer erstreckt sich dabei von Polen über Deutschland, die Niederlande bis nach Großbritannien. Polen besitzt einige bedeutende Lagerstätten, die Kupfer, Silber und Blei sowie geringe Mengen anderer Metalle enthalten. In Deutschland jedoch wurde der Abbau eingestellt. Der Zentralafrikanische Kupfergürtel erstreckt sich über den Kongo und Sambia. Bekannte Beispiele für Lagerstätten sind Tenke Fungurume oder Nkana (Neukirchen und Ries 2014, S. 233). Lagerstätten dieses Typs weisen einen durchschnittlichen Erzgehalt von etwa 1,9 % Cu auf (wobei er sich meist im Bereich zwischen 1 und 5 % Cu befindet) und einen mittleren Metallgehalt von ca.

⁴ Ressourcen sind potentiell abbauwürdige Vorkommen, die Einteilung wird in Kapitel 2.2.2 nochmals ausführlicher erklärt.

4,5 Mio. t Kupfer (Weber 2015b; Arndt et al. 2017, S. 111). Neben Kupfer ist in den sedimentgebundenen Lagerstätten Afrikas noch Kobalt in einer wirtschaftlich abbaubaren Menge enthalten. Allein im Kongo befindet sich noch etwa die Hälfte der bekannten Kobaltreserven (Neukirchen und Ries 2014, S. 233). Grundsätzlich können in sedimentgebundenen Lagerstätten wie bereits erwähnt auch weitere Metalle wie Silber (USA), Blei (Polen), Uran, Platin, Nickel und Zink enthalten sein. Ein dritter Lagerstättentyp sind die Eisenoxid-Kupfer-Gold (engl. *Ironoxide-copper-gold*, IOCG)-Lagerstätten, welche ebenfalls zu den hydrothermalen Lagerstätten zählen. Dieser Lagerstättentyp wurde erst 1975 durch die Entdeckung von Olympic Dam in Australien bekannt und war ein Zufallsfund. Olympic Dam weist einen durchschnittlichen Kupfergehalt von 2,5 % auf und enthält zusätzlich noch Gold, Silber, Uran und REE (Pohl 2005, S. 155). Weitere Lagerstätten dieses Typs sind neben Australien auch in Lateinamerika zu finden und können neben den genannten Metallen auch Kobalt, Zink und Molybdän sowie weitere Metalle enthalten. Allen gemeinsam ist, dass sie neben den Erzen, welche das Kupfer beinhalten, große Mengen an Magnetit oder Hämatit aufweisen (Sillitoe 2003). Trotzdem sind sie grundsätzlich doch eher unterschiedlich. Häufig werden aber nur Kupfer und Gold, teilweise auch Silber, aus diesen Lagerstätten gewonnen. Der durchschnittliche Erzgehalt der in diesen Lagerstätten befindlichen Ressourcen beträgt etwa 0,9 % Cu (Weber 2015b), der Gold- sowie Silbergehalt liegt ähnlich dem der porphyrischen Lagerstätten bei 0,3 bzw. 3 g/t. IOCG-Lagerstätten haben aufgrund ihrer Größe und ihres hohen Erzgehalts eine große Bedeutung. Weitere Lagerstättentypen wie die Massivsulfid-Lagerstätten, in welchen Kupfer meist mit Blei und Zink vergesellschaftet ist, sowie die Karbonatide oder Gangerzlagerstätten (engl. *veins*) spielen für die heutige Kupfergewinnung eher eine untergeordnete Rolle, da sie zwar partiell einen hohen Kupfergehalt im Erz aufweisen, vergleichsweise jedoch nur kleine Mengen an Kupfer enthalten. Ihr Anteil an den bekannten Ressourcen liegt unter 5 bzw. sogar 1 % (Weber 2015b). Daher werden sie hier auch nicht weiter betrachtet.

2.2.2 Verfügbarkeit und Verteilung

Die beschriebenen Lagerstätten sind die Grundlage für die Rohstoffgewinnung. Sie enthalten wie bereits erwähnt aber nur einen geringen Teil der Gesamtmenge. Es stellt sich daher die Frage nach der Verteilung der Menge eines Rohstoffs in der Erdkruste. Dazu existieren zwei mögliche Ansätze. Beide Konzepte sind in Abbildung 2.3 dargestellt und werden nachfolgend kurz erläutert.

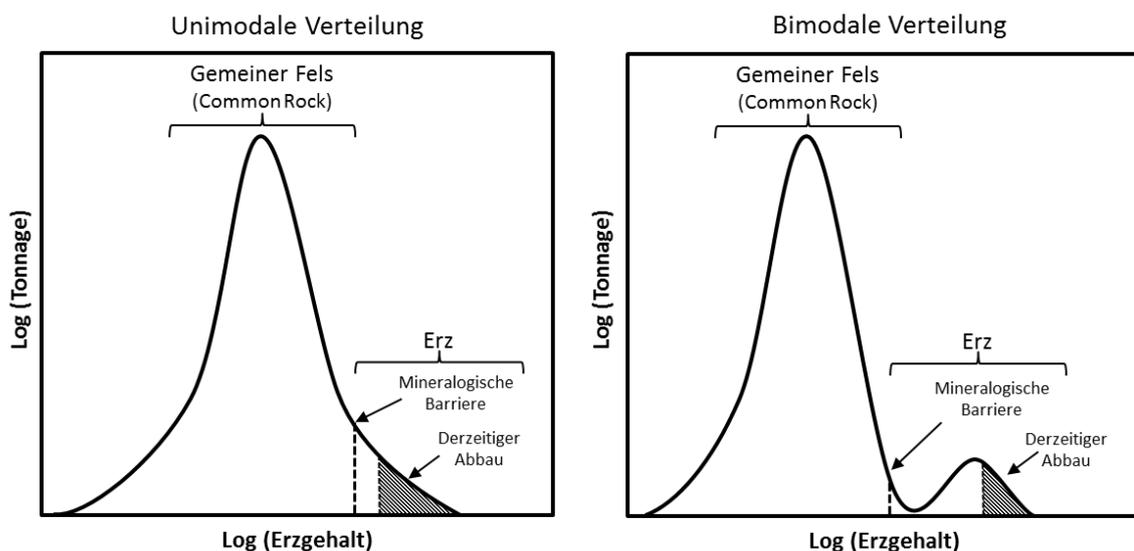


Abbildung 2.3: Konzepte zur Verteilung von Metallen in der Erdkruste (eigene Darstellung nach Skinner 1976).

Erste Untersuchungen zur Verteilung von Kupfer gehen auf Lasky (1950) zurück. Sie bezogen sich hauptsächlich auf einzelne Lagerstätten oder mehrere Lagerstätten desselben Typs. Untersuchungen zur gesamten Rohstoffmenge wurden von Ahrens und Skinner durchgeführt. Die unimodale Verteilung (Abbildung 2.3, links) stellt die ursprüngliche Theorie dar und wurde z. B. von Ahrens (1954) vertreten. Deren Gültigkeit für Spurenelemente wurde aber von Skinner (1976) erstmals angezweifelt. Dieser sagt, dass zumindest bei Spurenelementen zwischen der Verteilung im herkömmlichen Gestein und der Verteilung in Lagerstätten unterschieden werden muss, wobei beide einzeln durchaus einer unimodalen Verteilung folgen können. Insgesamt jedoch folgt die Verteilung der gesamten Menge eines Spurenelements in der Erdkruste einer bimodalen Verteilung (Abbildung 2.3, rechts). Die Verteilung ist von großem Interesse, denn erfolgt bei der unimodalen Verteilung eine Senkung des ökonomisch abbaubaren Erzgehalts (engl. *cut-off grade*)⁵, dann nimmt die Menge an verfügbarem Erz exponentiell zu. Stimmt aber die bimodale Verteilung, dann führt eine Reduktion der *cut-off grade* nur zu einer geringfügigen Erhöhung der Erzmenge. Die Grenze für den Abbau stellt die sogenannte „Mineralogische Barriere“ dar. Vermutet wird, dass diese Grenze bei rund 0,1 % Metallgehalt liegt, danach steigt der Aufwand für die Gewinnung des Metalls ins Unermessliche (Skinner 1976). Ob und welche Verteilung nun stimmt, kann nicht gesagt werden, da die Erde nicht vollständig exploriert ist und dies auch in absehbarer Zukunft nicht sein wird. Dennoch stellt sich immer wieder die Frage, wie lange die vorhandenen Mengen noch ausreichen, um die Nachfrage zu befriedigen (siehe z. B. Meinert et al. 2016; Northey et al. 2014; Elshkaki et al. 2016).

Eine der bekanntesten Methoden zur Beantwortung dieser Frage wurde von M. K. Hubbert in den 50ern entwickelt (siehe Hubbert 1956, 1962, 1982). Die Arbeit bezog sich auf die Bereitstellung von fossilen Energieträgern mit Fokus auf die USA. Als Grundlage dienten damals die Produktionszahlen für Kohle, Öl und andere fossile Energieträger, welche er kumulativ und in einer logarithmischen Skala über der Zeit abtrug. Dabei zeigte sich, dass die Produktionsraten zu Beginn exponentiell anstiegen, dieser Anstieg aber durch den begrenzten Charakter der fossilen Ressourcen nicht für unbegrenzte Zeit erhalten werden kann. Er schloss daher, dass die Kurve – auch Hubbert-Kurve genannt – einem glockenförmigen Verlauf folge, welche bei null starte und auch wieder bei null ende. 1956 sagte er damit das amerikanische Ölfördermaximum, den sogenannten „Peak Oil“ für das Ende der 70er Jahre voraus (siehe Abbildung 2.4), welches sich vorerst auch bestätigte.

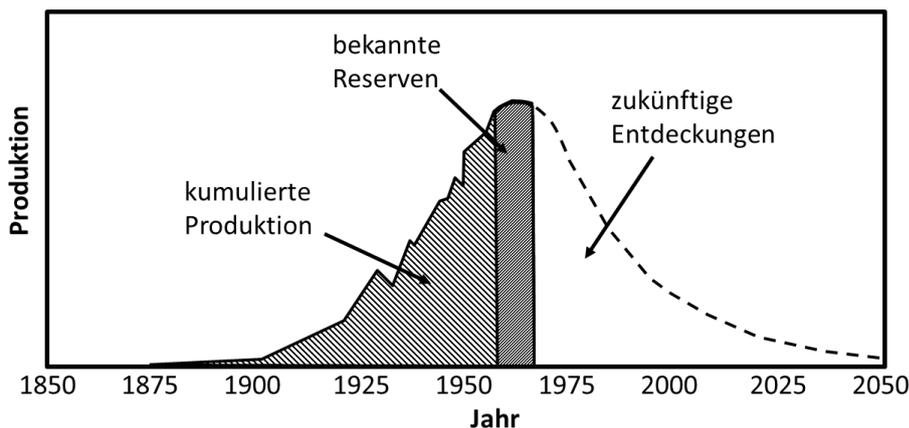


Abbildung 2.4: Hubbert-Kurve der US-Erdölproduktion (eigene Darstellung nach Hubbert 1956, S. 23).

Damit gelang es Hubbert, die Aufmerksamkeit auf dieses Thema zu lenken und ein Bewusstsein für die Endlichkeit der Ressourcen zu schaffen. Der Ansatz wurde im Laufe der Zeit oft kritisiert und erweitert. Die größte Schwäche liegt dabei in der Definition des Rohstoffs Öl. Bei Öl kann zwischen konventionel-

⁵ Dieser Begriff wird weiterhin verwendet.

lem und unkonventionellem Öl unterschieden werden, die in einer Gruppe ausgewiesenen Mengen und deren Abgrenzung sind aber nicht eindeutig. Unter unkonventionellem Öl werden hauptsächlich Ölsande, -schiefer sowie aus Kohle und aus der Tiefsee bzw. den Polarregionen gewonnenes Öl verstanden (Zündorf 2008, S. 74). Konventionelles und unkonventionelles Öl stellen damit unterschiedliche Quellen bzw. Arten von Lagerstätten dar, die mit einem unterschiedlich hohen Aufwand der Gewinnung verbunden sind, weshalb man auch von unterschiedlichen Qualitäten sprechen kann. Hubbert bezieht sich in seiner Arbeit nur auf konventionelles Öl, eine Erweiterung um unkonventionelle Quellen würde den „Peak“ weiter in die Zukunft verschieben. Insgesamt scheint die Methode eher geeignet, um die Entwicklung der Produktion einzelner Lagerstätten(-arten) bzw. Regionen zu bewerten, die relativ gut erforscht bzw. exploriert sind. Zudem berücksichtigt die Methode nicht, dass eine Verringerung der Produktion auch aus einer verringerten Nachfrage, z. B. durch die Substitution eines Rohstoffs, resultieren kann und nicht zwangsweise auf eine Verknappung hindeuten muss. (Arndt et al. 2017, S. 124 ff.) Bei der Anwendung des Konzepts auf andere Rohstoffe führen die Einschränkungen der Methode zu sehr unterschiedlichen Einschätzungen, wann der „Peak“ letztendlich erreicht wird (Arndt et al. 2017, S. 125; Meinert et al. 2016).

Ein Hauptgrund für die sehr unterschiedlichen Einschätzungen liegt darin begründet, dass Hubberts Arbeit auf der Annahme basiert, dass die in der Erde vorhandene und nutzbare Menge an Rohstoffen bekannt ist bzw. möglichst genau abgeschätzt werden kann (Hubbert 1962, S. 13). Bei der Anwendung des Konzepts auf Metalle kommt die Annahme hinzu, dass die besten Lagerstätten, d. h. die Lagerstätten mit einem hohen Erzgehalt, bevorzugt abgebaut werden und wir uns somit in Abbildung 2.3 nach links in Richtung einer niedrigeren Qualität bewegen. Beide Annahmen treffen jedoch nicht zu, da vieles noch nicht bekannt ist, wie nachfolgend gezeigt wird. Die „sinkenden Erzgehalte“ werden in Kapitel 3 nochmals detailliert analysiert.

In einem ersten Schritt ist es wichtig, die zur Beschreibung von Mengen mineralischer Rohstoffe üblicherweise verwendeten Begrifflichkeiten der Reserven und Ressourcen zu definieren. Nach dem *United States Geological Survey* (USGS) (2019, 195 ff.) stellen die Reserven den derzeit wirtschaftlich gewinnbaren Teil der bekannten Ressourcen dar. Ressourcen beinhalten alle bekannten (bekannte Ressourcen) und unbekanntes Vorkommen (unbekannte Ressourcen), deren Qualität hoch genug ist, um jetzt oder aber auch in der Zukunft abgebaut werden zu können. Ebenfalls sind sie mit einer höheren Unsicherheit hinsichtlich ihrer Menge und Qualität verbunden. Ändert sich aber bspw. der Preis eines Rohstoffes oder es werden neue, günstigere Gewinnungsmethoden entwickelt, so können sich Ressourcen zu Reserven entwickeln. Wellmer (2014) verwendet den Begriff des Geopotentials für die noch unbekanntes, also potentiellen Ressourcen. Durch vermehrte Exploration und neue Entdeckungen kann ein Teil des Geopotentials zu Ressourcen werden. Die Grenzen sind also keineswegs statisch, sondern verschieben sich im Laufe der Zeit (Wellmer 2014). In der vorliegenden Arbeit wird auf die Definition und Begrifflichkeiten des USGS zurückgegriffen, da diese am weitesten verbreitet ist, d. h. der Begriff Ressourcen, soweit nicht weiter definiert, umfasst alle potentiell abbaubaren Mengen (bekannt und unbekannt). Neben den Reserven und Ressourcen gibt es jedoch weitere unkonventionelle Vorkommen und Vorkommen mit sehr niedrigen Metallgehalten (engl. *low-grade materials*), die (zumindest in absehbarer Zeit) nicht von Interesse für die Menschheit sind.

In der Knappheitsdiskussion werden immer wieder die Reserven angeführt. Sie lassen grundsätzlich jedoch keine plausible Schlussfolgerung zu, da sie für die Betrachtung der langfristigen Verfügbarkeit von Rohstoffen ungeeignet sind. Sie beziehen sich auf den unternehmerischen Zeithorizont. Somit lassen die Reserven auf die kurzfristig verfügbare Menge schließen, jedoch ist ein Blick in die fernere Zukunft nicht möglich. Dies zeigt sich auch, wenn man die Entwicklung der vom USGS angegebenen Reserven in Abbildung 2.5 betrachtet. Die Reserven sind seit 1950 gestiegen, ebenso die Produktion. Das Verhältnis der Reserven zur Produktion ist heute nach einigen Schwankungen wieder auf dem gleichen Niveau wie

damals. Dies deutet darauf hin, dass mit zunehmendem Bedarf auch eine zunehmende Exploration stattfindet, wodurch neue Reserven entdeckt werden sowie bereits bekannte Ressourcen in Reserven, z. B. durch technologischen Fortschritt oder Preisschwankungen, umgewandelt werden können. Sie stellen daher lediglich eine Momentaufnahme dar.

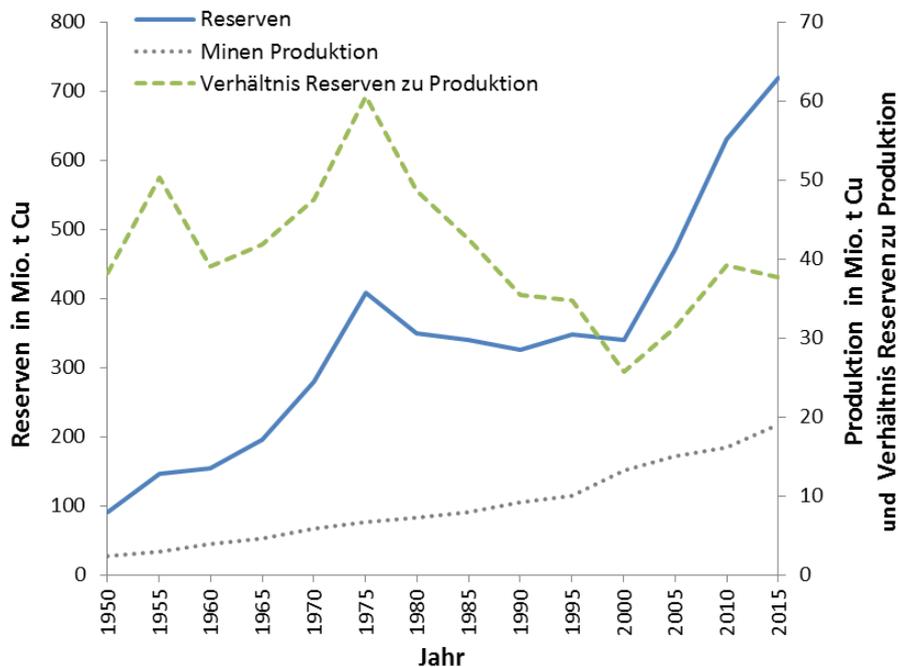


Abbildung 2.5: Historische Entwicklung der Kupferreserven und -produktion (Datenquellen Reserven: Tilton und Lagos 2007; Produktion: USGS 2014).

Aussagekräftiger sind die Ressourcen. Doch deren exakte Ermittlung ist unmöglich, da u. a. große Teile der Erde kaum oder nicht erkundet sind (Angerer et al. 2016, S. 42; Arndt et al. 2017, S. 122; Valero und Valero 2015, S. 165 f.). Zudem konzentrieren sich die Exploration und der Abbau derzeit auch nur auf den oberen Teil der Erdkruste und bestimmte Regionen (Arndt et al. 2017, S. 15 f.; Schodde 2014). Es sind daher nur Schätzungen der gesamten Ressourcen möglich, die mit einer großen Unsicherheit verbunden sind. Dennoch werden solche Schätzungen immer wieder vorgenommen. Betrachtet man die globalen Kupferressourcen, so reicht die Spannweite dieser Schätzungen von etwas unter 2 Mrd. t (Gerst 2008; Mudd et al. 2013; Northey et al. 2014) über 5,6 Mrd. t (Johnson et al. 2014) bis hin zu 89 Mrd. t (Kesler und Wilkinson 2008). Unter weiterer Berücksichtigung niedrigwertiger Gesteine ergibt sich eine um ein Vielfaches höhere Schätzung (Arndt et al. 2017, 8 ff.; Arndt et al. 2015, 180 f.).

Gründe für diese Abweichungen sind u. a. unterschiedliche Definitionen von Ressourcen wie auch eine unterschiedlich angenommene maximale Abbautiefe. Northey et al. (2014), die in ihrer Arbeit den „Peak“ für Kupfer um das Jahr 2040 berechnen, nutzen hauptsächlich die Arbeit von Mudd et al. (2013) zur Festlegung der gesamten Ressourcen. Die von Mudd und seinen Kollegen angegebene Menge an Ressourcen basiert auf einer ausführlichen Sammlung zahlreicher derzeit bekannter Kupferlagerstätten und -projekte. Die Studie wurde später nochmals wiederholt und ausgebaut, was zu einer Steigerung der Ressourcen auf etwa 3 Mrd. t Kupfer führt. Dies liegt in der Erweiterung der Datenbasis begründet, aber auch im Ausbau bereits bekannter Ressourcen und neuer Entdeckungen. (Mudd und Jowitt 2018) Die Arbeit verdeutlicht nochmals die Dynamik, die mit den (bekannten) Ressourcen einhergeht und somit die Unsicherheit bestehender Aussagen zur Verfügbarkeit, die darauf basieren.

Im Gegensatz zu Ansätzen, welche auf den derzeit bekannten Ressourcen basieren, nutzen auf geologischen Erkenntnissen basierende Ansätze das Wissen über bereits bekannte Lagerstätten und die Umstände ihrer Entstehung, um Aussagen über die Anzahl und Größe noch nicht bekannter Lagerstätten des gleichen Typs zu treffen. Somit sind sie in der Lage, die noch unbekanntes Ressourcen zu ermitteln. Johnson et al. (2014) nutzen diese Methode. Dabei kommen sie zum Ergebnis, dass die Menge an Kupfer in unentdeckten Lagerstätten mit etwa 3,5 Mrd. t höher ist als die bereits bekannten Ressourcen (ca. 2 Mrd. t). Den größten Anteil an den bekannten und unbekanntes Ressourcen hat laut der Studie Südamerika. Die vorgenommene Schätzung beschränkt sich jedoch auch nur auf zwei Arten von Lagerstätten (porphyrische und sedimentgebundene) und eine Tiefe von 1 bzw. 2,5 km. Zudem ist nur die kontinentale Erdkruste betrachtet, die ozeanische wird nicht berücksichtigt, obwohl ihr eine wichtige Rolle in der zukünftigen Rohstoffversorgung zugesprochen wird (Lusty und Murton 2018).

Schätzungen zu den in der ozeanischen Erdkruste enthaltenen Rohstoffmengen wurden bspw. von Cathles (2011), Hein et al. (2013) sowie Banakar (2010) durchgeführt. Immer noch sind aber große Teile nicht exploriert, weshalb das gesamte Potential nicht bekannt ist (Lusty und Murton 2018). Ebenso ist unsicher, ob und welche Anteile dieser Rohstoffmengen überhaupt nutzbar sind. Erste Bewertungen deuten jedoch darauf hin, dass der Abbau wirtschaftlich durchaus mit terrestrischen Lagerstätten mithalten kann (Cathles 2015).

Die oben aufgeführte Abschätzung für Kupfer von 89 Mrd. t von Kesler und Wilkinson (2008) resultiert aus einem tektonischen Diffusionsmodell. Dabei beschränkt sich die angegebene Menge auf eine Tiefe von 3,3 km. Basierend auf dem Wissen um die geologischen Vorgänge werden jedoch noch weitere Vorkommen in einer größeren Tiefe vermutet. Die Autoren geben für die gesamte Erdkruste einen Gesamtwert von 300 Mrd. t Kupfer an. Dieser Wert beinhaltet nur Vorkommen, deren Erzgehalt in einer bestimmten Bandbreite liegt. Bezieht man auch niedrigwertigere Vorkommen (höher 150 ppm Cu) ein, führt dies zu einer weiteren, wenn z. T. auch spekulativen Erhöhung der Ressourcen. Doch selbst diese Menge stellt nur einen Bruchteil der gesamten, in der Erdkruste enthaltenen Rohstoffmenge dar. (siehe Arndt et al. 2017, S. 130 ff.)

Wie viel der unbekanntes Ressourcen bspw. aufgrund ihrer geographisch schwierigen Lage jedoch einmal tatsächlich abgebaut werden können, ist nicht klar. Zudem muss ebenfalls bedacht werden, dass zwischen der Entdeckung und der Erschließung einer Lagerstätte in der Regel zwischen 10 und 30 Jahre liegen (Meinert et al. 2016).

2.3 Zusammenfassung

In diesem Kapitel wurden die Grundlagen zum Aufbau der Erde gegeben. Im Hinblick auf die Bereitstellung von Metallen und anderen mineralischen Rohstoffen ist die Erdkruste der für die Menschheit interessante Teil. Metalle machen nur einen minimalen Teil der Erdkruste aus, ihre durchschnittliche Konzentration liegt meist im Bereich von Millionstel. Jedoch wurden Teile der gesamten in der Erdkruste enthaltenen Menge an Metallen durch geologische Prozesse aufkonzentriert. Diese Prozesse wurden erläutert sowie ein Überblick über die resultierenden Lagerstätten und ihre Arten gegeben. Die einzelnen Lagerstättenarten unterscheiden sich durchaus in ihrer Größe, dem Erzgehalt und den weiteren enthaltenen Metallen, wie beispielhaft für Kupfer gezeigt wurde. Lagerstätten bilden die Grundlage für die Primärgewinnung von Metallen, da sie die Menge enthalten, welche unter den derzeitigen und auch zukünftig absehbaren Voraussetzungen technologisch und auch wirtschaftlich abgebaut werden kann – die Reserven und Ressourcen.

Reserven sind Angaben, die für die kurzfristige Rohstoffverfügbarkeit nützlich sind. Sie beinhalten die unter den derzeit herrschenden Bedingungen wirtschaftlich abbaubaren Mengen. Für langfristige Aussagen bilden sie daher keine brauchbare Basis. Hierzu sind die Ressourcen, die die potentiell abbauwürdigen Vorkommen enthalten, nützlicher. Jedoch ist eine abschließende Aussage über die verfügbare Menge an Ressourcen, wie die Ausführungen gezeigt haben, nicht möglich. Große Teile der Erde sind noch nicht exploriert und derzeitige Explorations- und Abbautätigkeiten konzentrieren sich nur auf die oberste Schicht der (hauptsächlich terrestrischen) Erdkruste. Für größere Tiefen sind nur theoretische Abschätzungen vorhanden. Insgesamt zeigt sich für Kupfer daher eine große Bandbreite an Angaben zu den vorhandenen Ressourcen. Bei Geologen jedoch überwiegt die positive Stimmung (siehe z. B. Arndt et al. 2017, S. 137; Kesler und Wilkinson 2008; Meinert et al. 2016).

Allein von diesen Überlegungen kann daher nicht auf eine Verknappung der physischen Menge an Rohstoffen geschlossen werden. Die Grundgesamtheit und ihre Verteilung hinsichtlich der Qualität sind nicht bekannt. Vermutlich sind die vorhandenen Ressourcen jedoch von beachtlicher Größe, die keine mengenmäßige Restriktion erwarten lässt. Ein Aspekt, der jedoch immer wieder als Zeichen für die Erschöpfung der Ressourcen gedeutet wird, sind die abnehmenden Erzgehalte der abgebauten Lagerstätten (siehe z. B. Prior et al. 2012), welche im folgenden Kapitel genauer betrachtet werden.

3 Sinkende Erzgehalte und ihre Bedeutung

Wie in Kapitel 2.2.2 beschrieben, folgt die Konzentration der Ressourcen auf der Erde wahrscheinlich einer bestimmten Verteilung. Dazu wurden zwei Theorien beschrieben, die davon ausgehen, dass für einen bestimmten Erzgehalt jeweils nur eine begrenzte Menge an Rohstoff verfügbar ist. Der größte Teil jedoch liegt in niedrigen (vorerst nicht abbauwürdigen) Konzentrationen vor, was die Bedeutung der oben beschriebenen Lagerstätten nochmals hervorhebt. Geht man davon aus, dass die Menschheit zuerst die „guten“ Lagerstätten nutzt, bedeutet dies, dass der Erzgehalt der verbleibenden Lagerstätten abnehmend ist. Dies bestätigen auch historische Daten zu Erzgehalten abgebauter Lagerstätten (siehe z. B. Mudd 2009b; Crowson 2012) und unterstützen damit die These der versiegenden Rohstoffquellen. Doch ist dies tatsächlich ein rein geologisches Phänomen oder gibt es noch weitere Einflussfaktoren? Diese Frage ist von hoher Bedeutung für die Identifikation des eigentlichen Schutzobjekts und daraus abgeleitet eines geeigneten Indikators zur Bewertung der Ressourcenverfügbarkeit.

Um diese Frage beantworten zu können, werden im folgenden Kapitel die vorhandenen Daten und Einflussfaktoren auf den Erzgehalt am Beispiel Kupfer analysiert. Kupfer ist wie bereits erwähnt aufgrund seiner langen Historie und seiner hohen Bedeutung für eine Vielzahl von existierenden und zukünftigen Technologien ein wichtiges Leitmetall. Es wird angenommen, dass die Ergebnisse weitestgehend auf andere Metalle übertragbar sind.

Dieses Kapitel wurde in ähnlicher Form bereits als Beitrag in der Zeitschrift *Resources* veröffentlicht (Rötzer und Schmidt 2018).

3.1 Entwicklung von Erzgehalten

Eine der bekanntesten Arbeiten zur Entwicklung der Erzgehalte geht auf Mudd (2009b) zurück. Sie wird immer wieder zitiert wie etwa vom *International Resource Panel* der UNEP (siehe z. B. UNEP 2013). Dabei kommt es häufig zu Interpretationen, die nicht mit der ursprünglichen Datengrundlage verträglich sind. Der Autor arbeitet in seinem Report *The Sustainability of Mining in Australia* die Entwicklung der australischen Rohstoffgewinnung und deren Implikationen für die Umwelt, wie z. B. die Erhöhung des erzeugten Abraums, heraus. Er betrachtet dabei nicht nur Kupfer, sondern auch weitere wichtige mineralische Rohstoffe wie Kohle, Uran, Eisen, Aluminium, Mangan, Sand, Kupfer, Gold, Nickel, Blei-Zink-Silber und Diamanten. Als Datenquelle dienen in erster Linie Reports der Minenbetreiber sowie Veröffentlichungen von Behörden wie bspw. *Geoscience Australia*. Da viele Minenbewertungsstandards wie der *Australasian Code for Reporting of Exploration Results, Mineral Resources and Ore Reserves* (JORC) oder der *South African Code for Reporting of Exploration Results, Mineral Resources and Mineral Reserves* (SAMREC) erst im Laufe des 20. Jahrhunderts eingeführt wurden, sind ältere Daten einzelnen Publikationen zu Minen oder Regionen entnommen und nicht für alle Jahre und Rohstoffe vollständig. Dennoch ist der dadurch entstehende Fehler für eine generelle Trendaussage über den langen Zeitraum zu vernachlässigen. Hinsichtlich des Erzgehalts zeigt sich bei allen Rohstoffen ein genereller Abwärtstrend. (Mudd 2009b, S. 119) Abbildung 3.1 zeigt die ermittelte Entwicklung des Kupfererzgehalts für Australien über die Jahre 1842 bis 2007. Betrachtet man diese Werte, so fällt der plötzliche Fall der Erzgehalte um 1885 von einem Niveau von rund 15 % auf etwa 5 % auf – trotz fast gleichbleibender Produktion. Wirft man hier einen Blick auf die Datenbasis, so zeigt sich, dass die Datenverfügbarkeit in

dieser Zeitspanne nicht optimal ist. Um die Jahre 1882 bis 1889 werden nur rund 30 % der Kupferproduktion in Australien abgedeckt, davor z. T. deutlich weniger. Allgemein beträgt die Datenverfügbarkeit zwischen etwa 1850 und 1890 mit wenigen Ausnahmen unter 50 % der Produktion, in den anderen Zeiträumen liegt sie meist im oberen Viertel. Zudem sind die Produktionsmengen in Australien verhältnismäßig gering und verteilen sich auf wenige Minen, daher haben einzelne Minen einen relativ hohen Einfluss. Dies zeigt sich unter anderem auch durch den *peak* 1928. Eine der großen Minen, Mount (Mt) Morgan, wurde 1927 durch ein Feuer teilweise zerstört und konnte erst in den 30er Jahren wieder voll produzieren (Mudd 2009b, S. 66). Mt Morgan hatte im Vergleich zu den anderen Minen einen geringen Erzgehalt (0,5-1 % Cu) bei einem relativ großen Produktionsanteil (ca. 20 %), was zu einer kurzzeitigen Erhöhung des durchschnittlichen Erzgehalts für diese Jahre führte. Konnten in den Jahren der geringen Datenverfügbarkeit nur Daten für Minen mit einem überdurchschnittlich hohen (oder geringen) Erzgehalt recherchiert werden, so beeinflusst dies den Verlauf stark. Ein weiterer Anstieg des Erzgehalts erfolgte Ende der 1970er Jahre durch die Entdeckung von Olympic Dam und dem dazugehörigen Lagerstättentyp IOCG (Schodde 2010). Solche Ereignisse sind zufällig, haben jedoch großen Einfluss auf die abgebildeten Erzgehalte. Zudem mag auch die Grundlage für die Bestimmung des Erzgehalts nicht immer die gleiche gewesen sein, da früher z. T. eine manuelle Vorsortierung des Erzes stattgefunden hat.

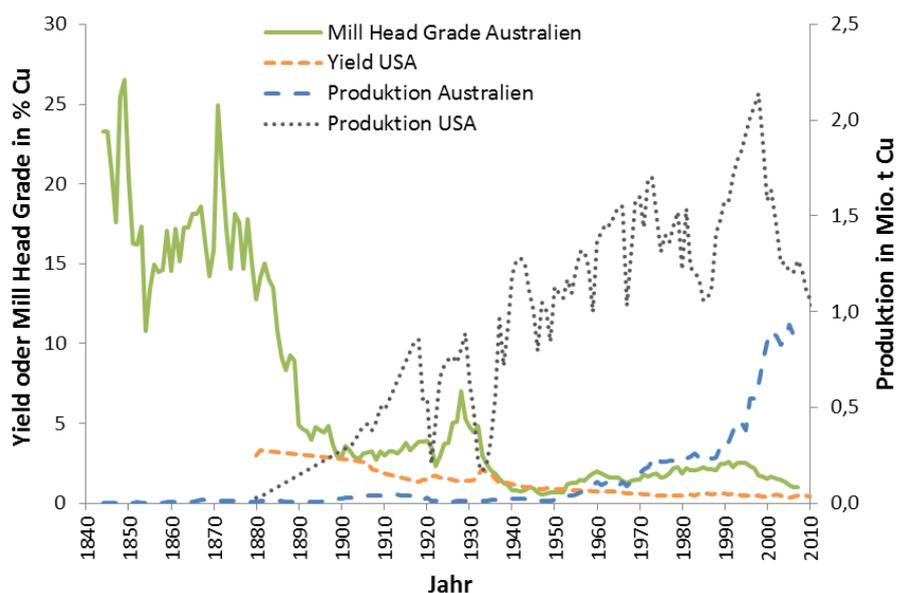


Abbildung 3.1: Erzgehalte und Produktion von Kupfer in Australien (1842-2007) und den USA (1880-2010) (eigene Darstellung basierend auf Daten von Mudd 2009b; USGS var.; Leong et al. 1940).

Verschiedene Daten zu Kupfer und anderen Metallen und Mineralien sind ebenfalls für die USA erhältlich. Dazu veröffentlicht der USGS jährliche Berichte wie das *Minerals Yearbook* (USGS var.). Die Daten gehen dabei auf Umfragen, die seitens des USGS durchgeführt und statistisch ausgewertet werden, zurück. Die ersten online verfügbaren Ausgaben stellen Daten Ende der 1920er Jahre bereit. Diese Daten zur Entwicklung des Erzgehalts von Kupfer in den USA sind ebenfalls in Abbildung 3.1 dargestellt. Für die Jahre vor 1928 wurden aus anderen Veröffentlichungen Daten recherchiert. Auffällig ist, dass die abgebauten Erzgehalte in den USA prinzipiell geringer sind als die Erzgehalte in Australien und etwas flacher verlaufen. Crowson (2012) bestätigt dies auch im Vergleich zum globalen Durchschnitt für die letzten Jahrzehnte. Eine Begründung liegt u. a. in den jeweils vorhandenen Lagerstättentypen. In den USA sind dies hauptsächlich porphyrische, die durchschnittlich einen sehr geringen Erzgehalt haben. In Australien haben heute Lagerstätten des Typs IOCG den größten Anteil an den Ressourcen (im Jahr 2010

und 2013 ca. 60 %). Dieser Lagerstättentyp hat durchschnittlich einen höheren Erzgehalt als porphyrische Lagerstätten. (siehe Kapitel 2.2.1.2 sowie Jaireth et al. 2010; Weber 2015b)

Zudem sind für die USA und Australien unterschiedliche Werte angegeben. Der USGS berichtet den *yield* (engl. für Ausbringung), für Australien ist die *mill head grade* angegeben. Dies führt im Falle der USA zu einer abgeflachten Kurve. Der *yield* gibt die Ausbeute an Metall pro Menge abgebautem Erz an. Besonders Daten aus dem 19. und der ersten Hälfte des 20. Jahrhunderts spiegeln diesen Wert wider. Im Vergleich zur *mill head grade*, welche den Metallgehalt des in der Mühle verarbeiteten Erzes angibt, beinhaltet der *yield* auch die technische Effizienz der eingesetzten Verfahren und ist daher etwas niedriger als die entsprechende *mill head grade*. *Yield* und *mill head grade* glichen sich aber mit der Steigerung der Effizienz im Laufe der Jahre zunehmend an, daher werden auch die in Abbildung 3.1 abgebildeten Daten mit zunehmender Zeit vergleichbarer (Corry und Kiessling 1938, S. 14). Neben den Begriffen *yield* und *mill head grade* wird häufig auch der Begriff *ore grade* verwendet, dieser ist nicht einheitlich definiert, bezieht sich jedoch meist auf den Metallgehalt der vorhandenen Reserven und/oder Ressourcen. Oft werden die erläuterten Begriffe nicht eindeutig getrennt oder es ist nicht auf den ersten Blick zu erkennen, welche Daten abgebildet sind. Grundsätzlich ist bei allen Angaben ein Abwärtstrend zu erkennen. Dennoch ist es zum Verständnis der aktuellen Diskussion wichtig, sich der Unterschiede bewusst zu sein, denn oft führen diese zu Fehlinterpretationen. Die in Abbildung 3.1 gezeigten Daten spiegeln den Gehalt des bearbeiteten Erzes, z. T. unter Berücksichtigung der Prozesseffizienz, wider. Der tatsächliche Metallgehalt der vorhandenen Ressourcen kann aus diesen Daten nur teilweise abgeleitet werden, da hier mehrere Faktoren wie bspw. die verwendeten Technologien eine Rolle spielen, welche u. a. die Wahl der abgebauten Erze beeinflussen (West 2011; Crowson 2012; Lagos et al. 2018; Corry und Kiessling 1938, siehe z. B. S. 14; Leong et al. 1940, S. 64; David und Wright 1997). Auch Mudd (2009b, siehe z. B. S. 119) deutet in seiner Arbeit auf diesen Punkt hin. In Folgendem werden die verschiedenen Einflussfaktoren näher betrachtet.

3.2 Einflussfaktoren auf den Erzgehalt

3.2.1 Lagerstättentypen und Nachfrage

Der Mensch bezieht seine Rohstoffe aus der Erdkruste, welche nur einen minimalen Teil der gesamten Erdmasse ausmacht und hauptsächlich aus Sauerstoff und Silicium besteht. Metalle hingegen sind nur in sehr geringen Mengen in der Erdkruste enthalten (siehe Kapitel 2.1). Der Abbau dieser durchschnittlichen Konzentration ist (zumindest derzeit) wirtschaftlich nicht möglich. Jedoch fand wie in Kapitel 2.2.1 beschrieben durch geologische Prozesse eine lokale Anreicherung dieser Elemente statt und bietet uns somit einen Ausgangspunkt für deren Gewinnung. Der durchschnittlich notwendige Anreicherungsfaktor unterscheidet sich dabei von Rohstoff zu Rohstoff. Um bspw. Aluminium gewinnbringend abbauen zu können, muss dieser etwa vier betragen, was zu einem durchschnittlichen Erzgehalt von 30 % führt. Bei Chrom hingegen, welches ebenfalls mit einem Erzgehalt von 20 bis 30 % abgebaut wird, muss aufgrund der geringen Durchschnittskonzentration in der Erde eine Anreicherung um das ca. 3.000-Fache stattfinden. Für Kupfer und Nickel liegt der notwendige Anreicherungsfaktor bei etwa 75, für Gold ist eine Anreicherung um das ca. 250-Fache notwendig. (Evans 1992, S. 9) Zusätzlich besteht aber auch ein Unterschied zwischen den verschiedenen Lagerstättentypen eines Metalls, wie bereits im vorhergehenden Kapitel beispielhaft für Kupfer erläutert. Abbildung 3.2 zeigt die derzeit bekannten Kupferressourcen (Lagerstätten) nach Typ, Größe und Kupfergehalt. Es ist deutlich zu erkennen, dass das meiste Kupfer in großen Lagerstätten enthalten ist, die sich jedoch durch einen geringen Erzgehalt auszeichnen.

Diese niedrigen Erzgehalte spiegeln auch ökonomische Gegebenheiten wider. Um Ressourcen angeben zu können, müssen Unternehmen die *cut-off grade* bestimmen. Dabei spielen u. a. die Produktionskosten eine wichtige Rolle. Diese wiederum hängen u. a. von der Größe des Unternehmens und den dadurch erzielbaren Skaleneffekten ab, was bei größeren Unternehmen zu einer niedrigeren *cut-off grade* führen kann (Northey et al. 2014). Auch sind die heute bekannten Lagerstätten- und Erztypen nicht als vollständig zu betrachten, da große Teile der Erde noch nicht exploriert sind.

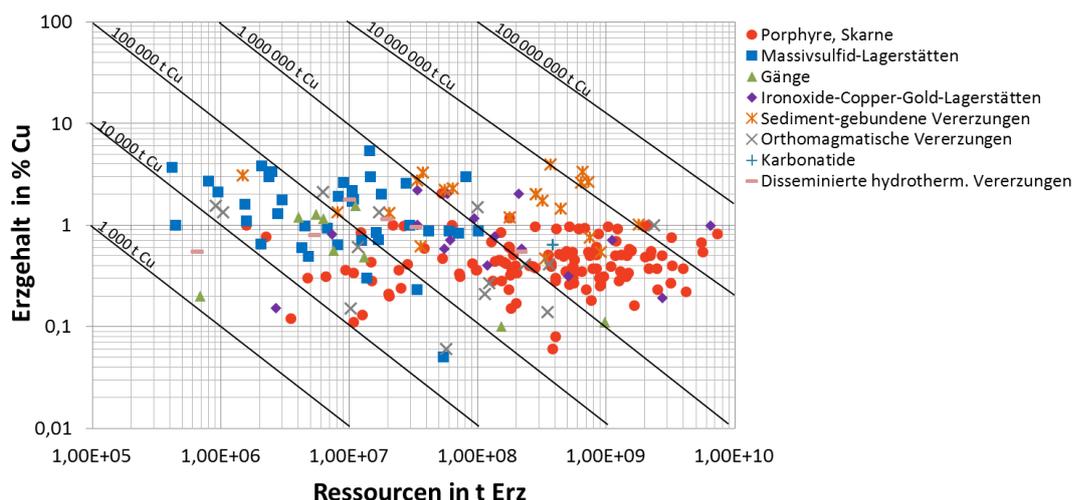


Abbildung 3.2: Ressourcen (der Kategorie „*measured*“ und „*indicated*“ nach JORC oder SAMREC) und Kupfergehalt einzelner Minen und Projekte nach Lagerstättentyp (in Anlehnung an Weber 2015a).

Um den hohen Kupferbedarf langfristig zu decken, ist der Abbau niedrigwertiger Lagerstätten daher unumgänglich (Corry und Kiessling 1938). Stellt man den Erzgehalten die Produktion über die vergangenen Jahrzehnte gegenüber, so wird dies nochmals verdeutlicht (siehe Abbildung 3.1). Die wachsende Bevölkerung, deren Entwicklung und damit einhergehend die zunehmende Verwendung von Technologien lassen den jährlichen Bedarf an Rohstoffen stetig steigen, damit steigt die Produktion. Wurde anfangs noch regional und für den Eigenbedarf abgebaut, baut man heute enorme Mengen ab und es wird auf immer größere Lagerstätten mit einem geringeren Erzgehalt zurückgegriffen. Dies bedeutet jedoch nicht, dass es keine Lagerstätten mit einem höheren Metallgehalt mehr gibt. Als Beispiel ist hier das Timok Projekt zu nennen. Ein Teil der Ressourcen weist einen Kupfergehalt von 17 bis 19 % bei einer Menge von 240 Tsd. t Kupfer auf (Nevsun Resources Ltd 2018). Dies entspricht in etwa dem Verbrauch der USA zu Beginn des 20. Jahrhunderts, zu Beginn des 21. Jahrhunderts war der Verbrauch schon um ein Zehnfaches höher. Würde der heutige Verbrauch wieder stark sinken, so könnte man diesen theoretisch aus Quellen bedienen, die einen höheren Metallgehalt besitzen als das derzeit durchschnittlich verwendete Erz.

Häufig sind Erze mit einem hohen Metallgehalt auch Teil einer größeren Lagerstätte. Hochwertige Erze sind oft sekundäre Anreicherungen durch z. B. Verwitterung. Wurde früher nur dieser Teil abgebaut, nutzt man heute das gesamte Vorkommen, dadurch sinkt der durchschnittliche Erzgehalt der Lagerstätte bzw. des abgebauten Erzes (West 2011). Zu Beginn des Kupferabbaus in Australien war der Erzgehalt der abgebauten Zonen noch so hoch, dass die Erze nach Wales verschifft wurden, um dort metallurgisch aufbereitet zu werden. Zudem war das notwendige Know-how dort vorhanden. Erst im Laufe der Jahre, als die Erzgehalte sanken, wurden Metallhütten vor Ort errichtet. (Winter Birrell 2005, S. 29 f.)

Des Weiteren ist anzumerken, dass die Entscheidung für die Entwicklung einer Lagerstätte zu einer Mine nicht ausschließlich auf Basis des Erzgehalts und der Größe getroffen wird. Neben vielen weiteren Faktoren sind die Zugänglichkeit (Arndt et al. 2015, S. 194 f.) und auch politische Stabilität des Landes wichtige Einflussgrößen (Wellmer et al. 2008, S. 134), die in die Entscheidung einbezogen werden. Porphyrische Lagerstätten z. B. beinhalten nicht nur große Mengen an Kupfer, sondern sind meist auch oberflächennah und können großtechnisch im Tagebau (engl. *open pit mining*) abgebaut werden (Arndt et al. 2017, S. 104), was ihre Attraktivität erhöht.

3.2.2 Exploration

Dass heute die gesamten Vorkommen inklusive der niedrighaltigen Erze abgebaut werden, hängt auch mit dem zunehmenden Verständnisgewinn hinsichtlich des Vorkommens und Aufbaus von Lagerstätten zusammen sowie den dazu notwendigen Technologien. Wurde früher nur mit bloßem Auge exploriert, kamen nach und nach ausgereifere Methoden hinzu. Zudem stieg auch der wirtschaftliche Druck auf die Minenbetreiber, welcher eine exaktere Exploration notwendig machte, da nur so eine konkrete Aussage über die Ergiebigkeit einer Lagerstätte gemacht und somit Investoren angelockt werden konnten.

Die ersten Einrichtungen, die sich mit dem Abbau aus wissenschaftlicher Sicht beschäftigten, wurden Mitte des 18. Jahrhunderts gegründet. Rund 100 Jahre später wurde der USGS ins Leben gerufen, zudem wurden ab diesem Zeitpunkt schon geologische Erkundungen in allen industriellen Ländern durchgeführt. Ende des 19. Jahrhunderts konnten dank technischer Innovationen wie den Diamantbohrern tiefere, genauere und auch günstigere Erkundungen durchgeführt werden. Im 20. Jahrhundert kamen weitere technische Entwicklungen hinzu, wie z. B. Flugbildvermessungen und Satellitenbilder. Ab den 80er Jahren wurden dann bspw. Geographische Informationssysteme und Computermodelle genutzt. Neben den technischen Innovationen führte auch ein zunehmendes Verständnis des Aufbaus der Erde wie z. B. die Entdeckung der Plattentektonik in den 60er Jahren dazu, dass gezielter gesucht werden konnte. Daraus resultierten genauere Modelle einzelner Lagerstätten und somit auch Entdeckungen neuer Teile bereits abgebauter Lagerstätten. (Winter Birrell 2005, S. 274; Wilburn et al. 2001, S. 30 ff.; Evans 2012, S. 316 f.)

Durch diese Entwicklungen konnte die Ressourcenbasis stets vergrößert werden (Wilburn et al. 2001, S. 36). Betrachtet man die Reserven für Kupfer der letzten 50 Jahre, so lässt sich ebenfalls ein Anstieg verzeichnen (siehe Abbildung 2.5). Dies zeigt, dass durch Explorationsarbeiten und die Entwicklung der Gewinnungstechnologien (auf welche im Folgenden noch eingegangen wird) die Verminderung der Reserven durch den Abbau kompensiert werden kann. Grundsätzlich werden in Zeiten einer hohen Nachfrage und damit verbundenen hohen Metallpreisen, die durch ein Angebotsdefizit entstehen, auch vermehrt Explorationsarbeiten durchgeführt (Wellmer et al. 1994; Tilton und Lagos 2007). Da derzeit keine Institution der Welt in der Lage ist, die Gesamtheit von Lagerstätten auf der Erde zu erfassen und zu bewerten, gibt es noch immer zahlreiche geologisch unerforschte Gebiete (Wellmer et al. 2018, S. 26).

3.2.3 Minengröße und strukturelle Veränderungen

Die Wahl auf große Lagerstätten fällt nicht nur aufgrund des hohen Bedarfs, sondern auch aus wirtschaftlichen Gründen. Die Exploration und Erschließung einer Lagerstätte sind trotz der genannten Fortschritte mit hohen finanziellen Aufwänden verbunden. Heutige Unternehmen sind darauf bedacht, ihre Investitionen auf eine möglichst große Menge an Produkten, in diesem Fall Kupfer bzw. Kupfererz zu verteilen, da so Skaleneffekte realisiert werden können. Vergleicht man den Anteil unterschiedlicher Minengrößen an der jährlichen Produktion für die Jahre 1976 und 2000, so zeigt sich, dass der Anteil an Minen mit einer

Produktionsgröße von über 150.000 t Kupfer stark zugenommen hat und kleinere Minen an Bedeutung verloren haben. (Crowson 2003)

Wurde die Entscheidung für die Erschließung einer Mine vor den 1980ern noch auf Basis des zu erwartenden Kupferpreises getroffen, so werden heute hauptsächlich nur noch Lagerstätten abgebaut, die zu den größten der Welt gehören (Schodde 2006). Meist sind diese großen Lagerstätten porphyrisch. Der Trend hin zu diesen Lagerstätten geht schon auf die Jahrhundertwende zurück. Lag der Anteil an porphyrischen Lagerstätten in den USA im Jahr 1907 noch bei etwa 10 % des abgebauten Erzes, so betrug er 1914 schon etwa 50 % und Mitte der 30er Jahre etwa 70 % (Corry und Kiessling 1938, S. 47). Weltweit lag der Anteil an porphyrischen Lagerstätten an der globalen Minenproduktion 1975 bei 34 % und 1998 bei 62 %, danach folgte ein leichter Rückgang auf 55 % im Jahr 2009 (Crowson 2012). Dadurch wird deutlich, dass der vermehrte Abbau porphyrischer Lagerstätten erheblich zur Senkung des Erzgehalts beigetragen hat. Die Zeit ab den 1920er Jahren wird auch als „*The Porphyry Era*“ bezeichnet (Corry und Kiessling 1938, S. 46).

Diese Ära ist ebenfalls durch eine regionale Verlagerung der Minenproduktion gekennzeichnet (siehe Abbildung 3.3). 2008 kam fast die Hälfte des gewonnenen Erzes aus Lateinamerika, welches geologisch bedingt große porphyrische Lagerstätten beheimatet. Zum Vergleich: 1931 lag der Anteil Lateinamerikas bei knapp unter 20 % (Crowson 2012; Julihn und Meyer 1933). Die Entwicklung hin zu großen porphyrischen Lagerstätten spiegelt sich nicht nur in der Größe der einzelnen Minen sowie deren geographischen Lage wider, sondern auch in der Struktur der Minenbetreiber. In den 1920er Jahren stellten die drei Unternehmen Anaconda Copper Mining Company, Kennecott Copper Corporation und Phelps Dodge Corporation ca. 35 % der gesamten amerikanischen Kupferproduktion her, etwa 10 Jahre später waren es schon 74 % (Leong et al. 1940, S. 20).

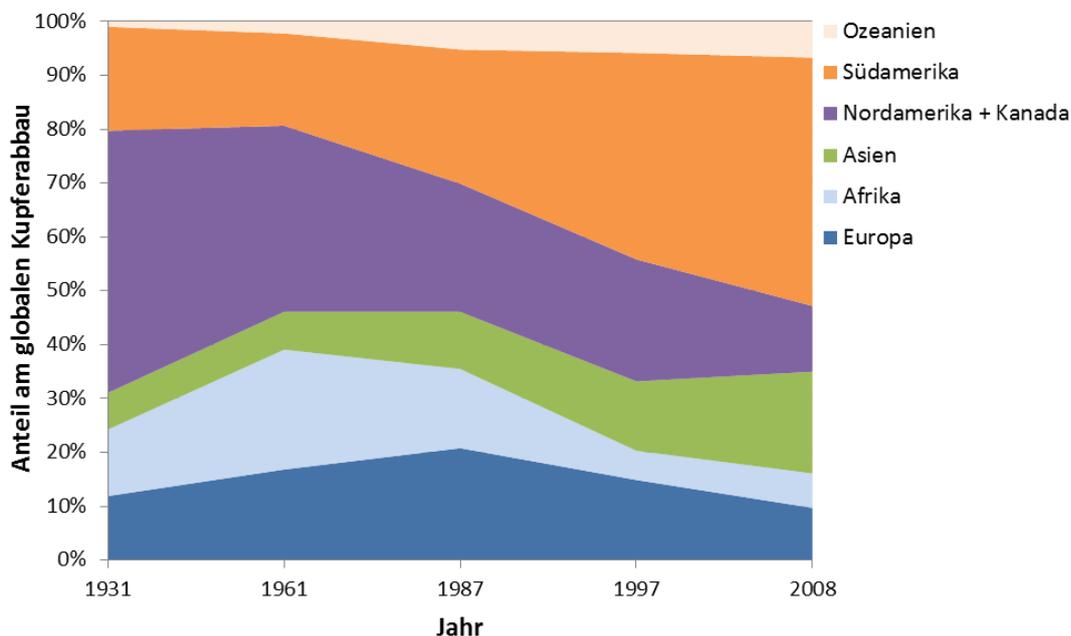


Abbildung 3.3: Entwicklung der regionalen Anteile an der Jahresproduktion von Kupfer (in Anlehnung an Crowson 2012; USGS var.).

3.2.4 Technologische Entwicklungen

Porphyrische Lagerstätten waren schon vor der Jahrhundertwende bekannt. Jedoch war es noch nicht möglich, diese gewinnbringend abzubauen, sie wurden als wertlos angesehen. Erst mit der Entwicklung entsprechender Technologien war auch der Abbau niedrighaltiger Lagerstätten möglich (Corry und Kiessling 1938, S. 49; Leong et al. 1940, S. 6, 8 ff.). Verbunden mit dem Trend zu den porphyrischen Lagerstätten ist auch der Trend hin zum Tagebau. Dies führte aufgrund der geringeren Abbaukosten und damit profitablen Abbaus niedrigwertiger Erze zu einem weiteren Absinken des Erzgehalts. Vergleicht man die über und unter Tage abgebauten Erze, so ist ein deutlicher Unterschied in ihrem Gehalt zu erkennen. Dies lässt sich beispielhaft an den Daten für die USA von Leong et al. (1940, S. 254) für die Jahre 1917 bis 1936 sowie basierend auf von Weber (2015a) durchgeführten Auswertungen weltweit für das Jahr 2013 zeigen. Im erstgenannten Zeitraum lag die Differenz bei durchschnittlich 1,3 Prozentpunkten, 2013 bei etwa 0,5 Prozentpunkten (bei einem Verhältnis von Über- zu Untertagebaubetrieben (engl. *underground mines*) von etwa zwei Drittel zu einem Drittel).

Der Tagebau ist eine hochproduktive Abbautechnik, da viele der großen Lagerstätten nahe an der Oberfläche liegen. Die damit verbundene Methode ist als Jackling-Methode bekannt und zählt zu den wichtigsten Erneuerungen zu Beginn des 20. Jahrhunderts. Daniel C. Jackling, auf welchen die Methode zurückgeht, wird auch als Henry Ford des Kupferbergbaus bezeichnet (Arrington und Hansen 1963, S. 67). Er wendete die in anderen Industrien bereits eingesetzten Methoden der Massenproduktion erfolgreich auf den Kupferbergbau an (David und Wright 1997). In Bingham Canyon bspw. wurden innerhalb kürzester Zeit alle unter Tage betriebenen Minen zu Tagebauen umgewandelt und das Erz mit massenproduktionstauglichen Maschinen abgebaut (Emel und Huber 2011; Arrington und Hansen 1963, S. 53). Zu dieser Zeit war es für die kleinen unter Tage betriebenen Minen schwer mitzuhalten. Hinzu kamen noch zahlreiche technologische Fortschritte, die u. a. zur Realisierung des Massenabbaus notwendig waren. Diese Fortschritte fanden sowohl für den Tagebau als auch für den Untertagebau von niedrigwertigen Erzen statt. Im Tagebau wurde etwa ab der Jahrhundertwende wie oben beschrieben auf große Schaufelbagger zurückgegriffen, diese Technik war vom Eisenerzabbau übernommen worden. Aufgrund der geringeren Selektivität und damit Verdünnung des Erzes mit wertlosem oder geringwertigerem Material führte dies zu einem weiteren Absinken des Kupfergehalts des Erzes. Neu war die Erfindung des *Block-caving*-Verfahrens zur Gewinnung von Kupfererzen mit geringem Gehalt im Untertagebau, welches sich die Schwerkraft zunutze macht (Corry und Kiessling 1938, S. 39; Leong et al. 1940, S. 9). Abbildung 3.4 zeigt die Entwicklung der Abbaumethoden von 1880 bis 1936. Beim Kupferabbau liegt der Anteil am Tagebau zur heutigen Zeit bei etwa 80 bis 95 % (Giurco 2005, S. 197). Doch auch schon vor dieser Zeit gab es Fortschritte, die den Abbau beeinflussen. Wurde Kupfer etwa bis zum Jahr 1880 größtenteils noch von Hand abgebaut, erfolgte nach und nach der Einsatz ausgereifterer und vermehrt mechanisierter Technologien. Anfangs legten Arbeiter mit Schaufeln das Erz frei und zerkleinerten es ebenfalls händisch, um es dann auf von Tieren gezogene Kutschen zu laden. Erst nach und nach erfolgte die Mechanisierung der zum Abbau erforderlichen Schritte. Hinzu kam ab der Jahrhundertwende die zunehmende Nutzung von Elektrizität anstatt Dampf, was die Produktivität nochmals stark erhöhte. (Leong et al. 1940, S. 10 ff.; Corry und Kiessling 1938, S. 49 f.; Committee on Resources and Man 1969, S. 122)

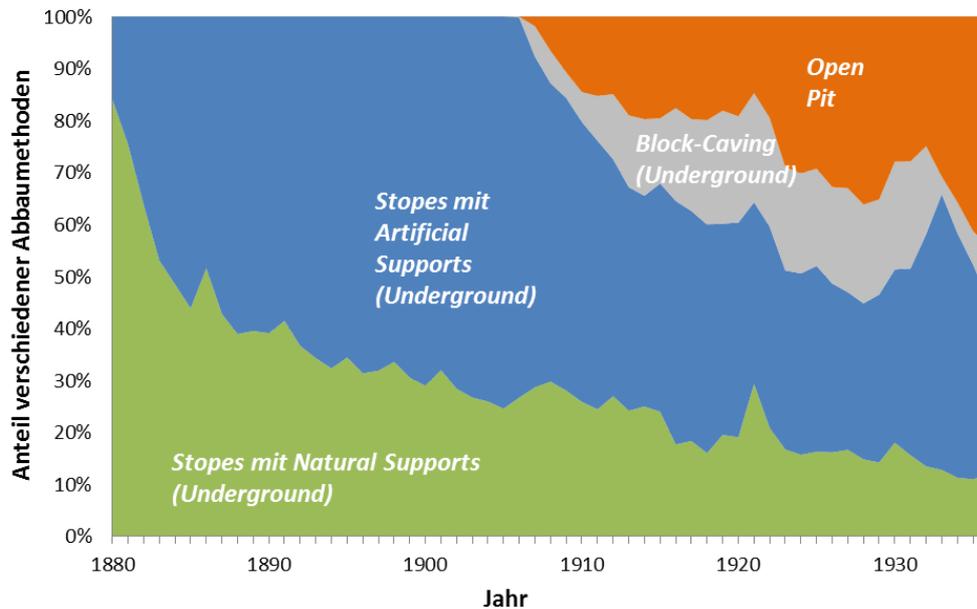


Abbildung 3.4: Entwicklung der verwendeten Abbaumethoden von Kupfererzen in den USA (in Anlehnung an Leong et al. 1940, S. 10 u. 216 f.).

Doch nicht nur die Mechanisierung allein, sondern auch die Verbesserung und Steigerung der Effizienz einzelner Technologien in allen Bereichen – Abbau, Aufbereitung und Verhüttung – fand statt. Ende des 18. Jahrhunderts wurden die Bohrer schrittweise optimiert und mithilfe von Druckluft betrieben sowie Sprengstoff anstatt Schwarzpulver verwendet (David und Wright 1997; Leong et al. 1940, S. 12). Diese Verbesserung wirkte sich besonders auf den Untertagebau aus und erhöhte die Effizienz der eingesetzten Arbeiter, so konnte deren Arbeitskraft anderweitig verwendet werden. Ebenfalls wurden die Transportsysteme verbessert und erste Belüftungsanlagen eingebaut. Im Tagebau machten sich Anfang des 20. Jahrhunderts besonders die effizienteren Ladevorrichtungen bezahlt. Anstatt auf dampfbetriebene wurde auf elektrische Schaufeln gesetzt, die anstatt auf einem Lastwagen auf einer Raupe angebracht waren. Damit war eine Steigerung um bis zu 200 % der verladenen Menge möglich. Allgemein wurden beim Transport größere und/oder elektrisch betriebene Geräte eingesetzt (Leong et al. 1940, S. 12 u. 13). Diese Entwicklungen kann man zusammenfassend als Verlagerung der Tätigkeiten vom Abbau ausgewählter reichhaltiger Erze hin zum großflächigen Abbau niedrigwertiger Erze beschreiben.

Auch in der Zerkleinerung und Konzentration (Aufbereitung, engl. *beneficiation* oder *concentration*) von Erzen trugen technische Verbesserungen und Innovationen zum Erfolg der Erze mit geringem Erzgehalt bei. Eine der hier entscheidenden Erfindungen war die Flotation (engl. *flotation*). Die durch den technischen Fortschritt erlangte Effizienzsteigerung wird sehr schön durch ein Beispiel aus Corry und Kiessling (1938, S. 50) verdeutlicht: Anfang des 20. Jahrhunderts lag die Ausbringungseffizienz nach dem Mahlen bei etwa 60 bis 75 %. Erst ab Mitte der 30er Jahre konnten ca. 90 % des im Erz enthaltenen Kupfers auch gewonnen werden. Dies bedeutet, dass aus einem Erz mit einem Gehalt von 1 % Cu im Jahr 1935 (90 % Effizienz) die gleiche Menge an Kupfer gewonnen werden konnte wie mit einem 1,5 %igem Erz im Jahr 1900 (60 % Effizienz). *Mill head grade* und *yield* passten sich damit wie bereits erwähnt im Laufe der Zeit an. Ebenfalls führte dies auch dazu, dass alte Aufbereitungsrückstände nun teilweise als Erz angesehen und nochmals bearbeitet wurden. Nach und nach wurde auch der Abbau komplexerer und chemisch vielfältigerer Erze möglich, da die Trenntechnologien zunehmend verbessert wurden (Wilburn et al. 2001, S. 57 ff.). Neben den rein technologischen Fortschritten wurde auch stets mehr in die Ausbildung der

Arbeiter investiert, was ebenfalls einen positiven Einfluss auf die Ausbeute hatte (Leong et al. 1940, S. 15).

Zu den neueren technologischen Entwicklungen zählt das hydrometallurgische Verfahren SX-EW, bei welchem das Metall mittels Chemikalien aus dem Gestein gelöst und dann mittels Solventextraktion (engl. *solvent extraction*, SX) und einer Gewinnungselektrolyse (engl. *electrowinning*, EW)⁶ gewonnen wird. Diese Methode wird für niedrigwertiges oxidisch gebundenes Kupfer und sulfidische Erze mit einem sehr geringen Erzgehalt verwendet. Es wurde 1968 eingeführt und hatte seinen „Durchbruch“ Mitte der 80er Jahre. Seither steigt der Anteil an der Gesamtproduktion. Zu Beginn der 90er Jahre lag der Anteil an der amerikanischen Produktion bei etwa 30 %, 2005 bei rund 45 % (USGS var.; Wilburn et al. 2001, S. 53), der weltweite Anteil liegt derzeit bei rund 20 % (Schlesinger et al. 2011, S. 8; Mudd und Jowitt 2018). Weiterhin gibt es noch zahlreiche Innovationen und Verfahrensvarianten, bspw. des Schmelzverfahrens. Die herausragenden technischen Verbesserungen wurden jedoch Anfang des 20. Jahrhunderts eingeführt, heutige Innovationen (abgesehen vom hydrometallurgischen Verfahren) sind häufig Prozessverbesserungen zur Senkung des Verbrauchs an Hilfs- und Betriebsstoffen sowie zur Minderung von Emissionen. Dennoch sind neue sprunghafte Innovationen nicht auszuschließen (z. B. Tiefseebergbau).

3.2.5 Preis und Nebenprodukte

Mithilfe der aufgezeigten technischen Innovationen und Verbesserungen konnte eine Minderung der Herstellkosten erzielt werden, wodurch der Kupferpreis langfristig konstant geblieben ist (Schodde 2010). Dies widerspricht der Annahme einer Verknappung (David und Wright 1997). Der Marktpreis entsteht durch Angebot und Nachfrage. Hätte die Nachfrage nicht zu angemessenen Konditionen bedient werden können, hätte sich dies in einer Preissteigerung geäußert.

Der aktuelle Marktpreis hat jedoch auch Einfluss auf das abgebaute Erz. In Zeiten niedriger Preise fand ein selektiver Abbau statt. Das heißt, es wurden nur ausgewählte Erze abgebaut, vorzugsweise mit hohen Metallgehalten. Zu Zeiten hoher Marktpreise wird vorher als wertlos angesehener Abraum zu Erz. Betrachtet man den Preis für Kupfer und die Erzgehalte in den USA, so lässt sich diese Auswirkung um das Jahr 1930, während der globalen Weltwirtschaftskrise, zeigen. Damals sanken die Kupferpreise verhältnismäßig stark, dies führte zu einem verminderten Abbau (Julihn und Meyer 1933). Zur gleichen Zeit lässt sich aber ein Anstieg des durchschnittlichen Erzgehalts feststellen (Committee on Resources and Man 1969, S. 124). Dies bestätigen auch Berichte des USGS. Ab dem Jahr 1933 ist ein Aufwärtstrend des Kupferpreises zu beobachten und ein Absinken des durchschnittlichen Erzgehalts von 1,9 % Cu im Jahr 1934 auf 1,5 % Cu im Jahr 1936 (da die veröffentlichten Berichte keine Daten aus Alaska beinhalten, ist dieser Trend etwas verstärkt dargestellt) (Furness und Meyer 1939). Abbildung 3.5 zeigt die relative Preis- und Erzgehaltsänderung im Vergleich zum Vorjahr für die Jahre 1920 bis 2010. Eine positive Preisänderung ist meist mit einer negativen Änderung des Kupfergehalts des abgebauten Erzes verbunden und umgekehrt. In der Auswertung sind nicht alle Aspekte berücksichtigt, so kann sich z. B. aufgrund von angehäuften Vorräten eine leichte zeitliche Verschiebung der Auswirkungen ergeben, des Weiteren wird der Kupferpreis von einer Vielzahl von Faktoren beeinflusst, die hier nicht berücksichtigt sind.

⁶ Dieser Begriff wird weiterhin verwendet.

3 Sinkende Erzgehalte und ihre Bedeutung

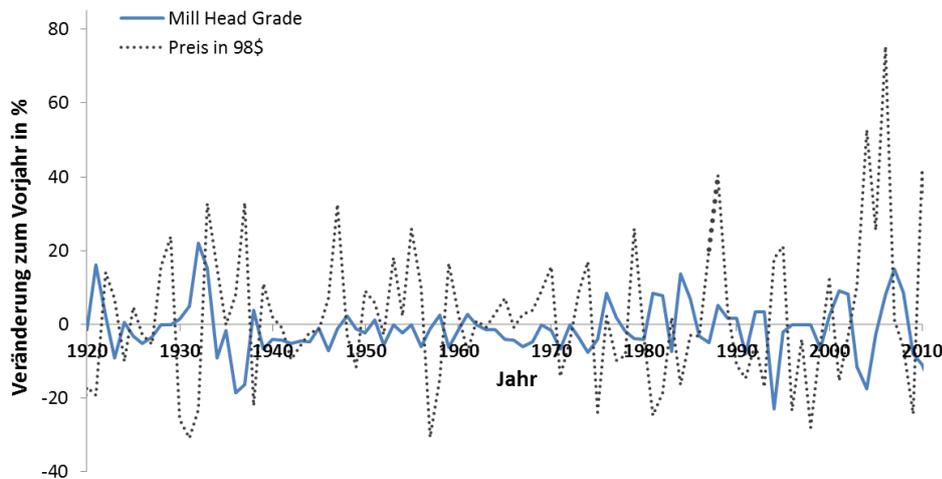


Abbildung 3.5: Einfluss der Kupferpreisänderungen auf den abgebauten Erzgehalt in den USA (eigene Darstellung basierend auf Daten von USGS var.). Preise sind normiert auf das Jahr 1998.

Neben den Preisen für das Hauptprodukt beeinflusst auch der Anteil an Nebenprodukten den Abbau. Welche Nebenprodukte enthalten sind, hängt wie bereits in Kapitel 2.2.1 vom jeweiligen Lagerstättentyp ab. Porphyrische Lagerstätten enthalten meist Kupfer, Gold, Silber und Molybdän. Sedimentgebundene Lagerstätten, wie sie hauptsächlich in Afrika vorkommen, enthalten neben Kupfer noch Kobalt. Aber auch eine Vergesellschaftung mit Blei und Zink kommt vor. Der gesamte Anteil an Wertmetallen in einer Kupferlagerstätte kann mithilfe sogenannter Kupfer-Äquivalenten (Cu-Äq) dargestellt werden. Dabei wird der Erzgehalt jedes Nebenprodukts über das Verhältnis des monetären Werts zu Kupfer umgerechnet und als Cu-Äq wieder gegeben, d. h. der Erzgehalt wird in Bezug zum Hauptmetall, hier Kupfer, normalisiert (siehe dazu auch Kapitel 5.1.2.1). Abbildung 3.6 zeigt den Metallgehalt mehrerer Lagerstätten. Es ist zu erkennen, dass besonders kleinere Lagerstätten einen hohen Anteil an Nebenprodukten haben, die einen erheblichen Beitrag zu ihrer Wirtschaftlichkeit leisten. Durchschnittlich sind rund 16 % des ökonomischen Werts einer Lagerstätte auf die Nebenprodukte zurückzuführen (Schodde 2012; Wellmer et al. 2018, S. 72).

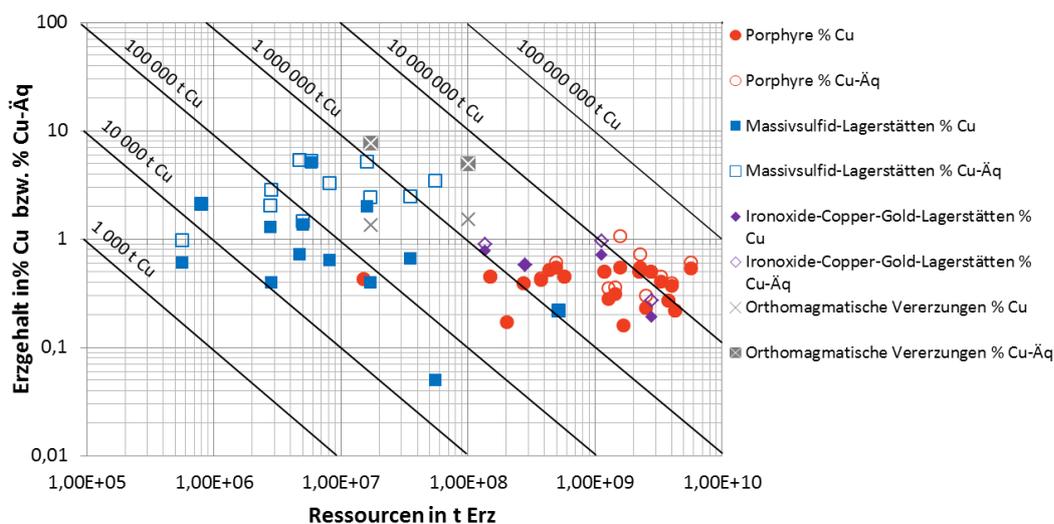


Abbildung 3.6: Metallgehalte in Cu-Äquivalenten (eigene Darstellung basierend auf Weber 2015a, die Cu-Äquivalenten wurden anhand der Menge und des Preises aller enthaltener Metalle berechnet; die Effizienz wurde jedoch nicht berücksichtigt).

Abbildung 3.7 zeigt die Entwicklung der Menge an Molybdän, Gold und Silber, die in den USA als Nebenprodukt bei der Kupfergewinnung pro Tonne Kupfer gewonnen werden (über einzelne Jahre). Die gewonnene Menge an Silber ist dabei recht stabil über den ausgewerteten Zeitraum, wohingegen der Anteil an Gold sinkt. Im Jahr 2000 wurden im Vergleich zum Jahr 1950 etwa 45 % weniger Gold pro Tonne Kupfer gewonnen. Bei Molybdän ist der Fall umgekehrt. Hier stieg die Produktion aus der Kupfergewinnung auf über das Doppelte (in den ausgewerteten Zahlen ist auch die Nebenproduktmenge aus anderen Massenmetallen enthalten, der Anteil ist jedoch im Vergleich zu Kupfer zu vernachlässigen). Dies liegt zum einen im steigenden Bedarf für Molybdän begründet, der ab Mitte der 30er Jahre stetig zunimmt und erst gegen Anfang der 80er Jahre abflacht. Zum anderen am steigenden Anteil der porphyrischen Lagerstätten an der gesamten Kupfergewinnung, da nur diese Molybdän als Nebenprodukt enthalten (eine Aufschlüsselung des produzierten Kupfers nach Lagerstättentyp ist nicht möglich, jedoch begann der große Umschwung auf porphyrische Lagerstätten bereits Anfang bis Mitte des 20. Jahrhunderts). Der Anteil des Molybdäns, welches als Nebenprodukt hauptsächlich aus Kupfer gewonnen wird, stieg von 27 % im Jahr 1942 auf über 56 % im Jahr 2015. Die andere Hälfte der jährlichen Produktion wird derzeit als Hauptprodukt gewonnen. Für Kobalt lässt sich leider keine Aussage treffen, da dieses nicht bzw. kaum in den USA produziert wird. Abgesehen vom Kupfergehalt lässt sich also zeigen, dass die Menge an gewonnenen Nebenprodukten insgesamt gestiegen ist und somit vermehrt zur Wirtschaftlichkeit einer Mine beiträgt.

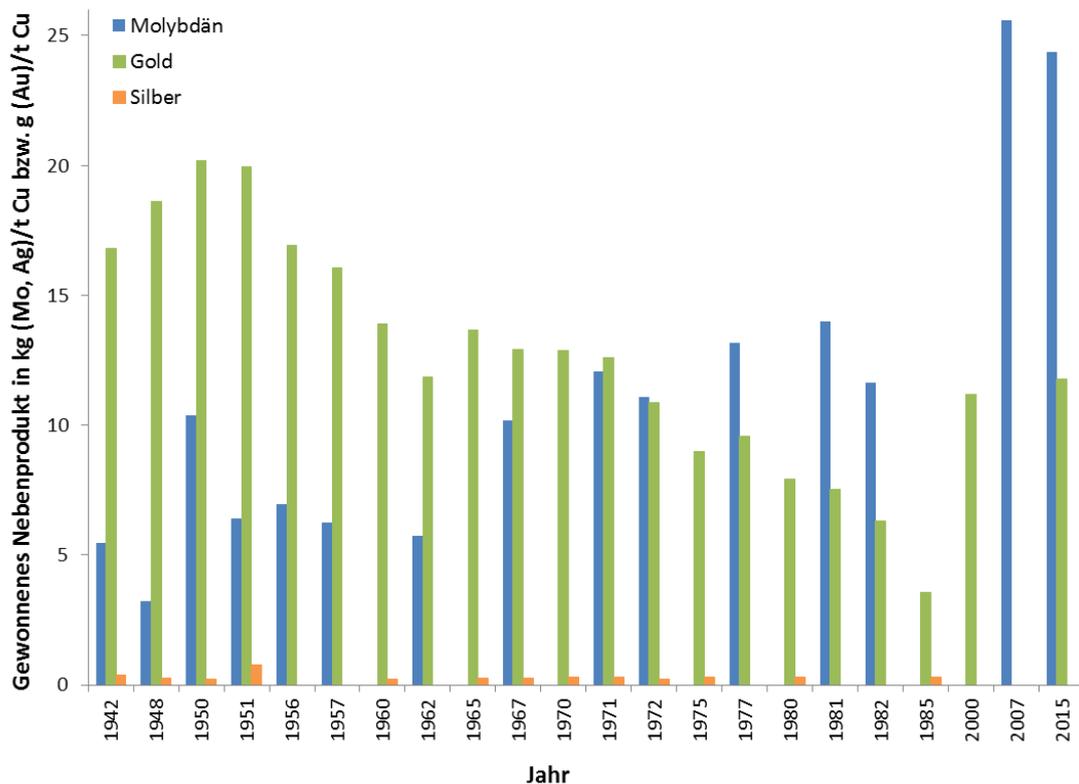


Abbildung 3.7: Durchschnittlich gewonnene Menge an Nebenprodukten pro Tonne Kupfer in den USA. (eigene Darstellung basierend auf Daten von USGS var.).

3.3 Zusammenfassung und Schlussfolgerung

Die Erzgehalte der abgebauten Lagerstätten sanken im Laufe der letzten Jahrhunderte. Dies lässt sich nicht nur für Kupfer, welches hier beispielhaft verwendet wurde, bestätigen, sondern auch für viele andere Metalle. Dieser Trend kann jedoch unterschiedlich interpretiert werden. Zum einen kann man diese Entwicklung negativ sehen und darin wie anfangs erläutert die Erschöpfung der Ressourcen erkennen. Aber man kann diesen Trend auch positiv interpretieren und darin den enormen technischen Fortschritt sehen, durch welchen die großen Mengen an Rohstoffen überhaupt erst bereitgestellt werden können, die von der Menschheit heute benötigt werden.

Es wurde gezeigt, dass der exponentielle Anstieg des Bedarfs an z. B. Kupfer zum Abbau immer größerer Lagerstätten führte, die geologisch bedingt häufig einen geringen Erzgehalt aufweisen. Zum Abbau dieser Lagerstätten wurden neue Technologien entwickelt und so haben es z. B. große Schaufelbagger und die Schaumflotation erst möglich gemacht, Erze mit einer geringen Metallkonzentration zu nutzen. Denn was Ende des 20. Jahrhunderts als Erz bezeichnet wurde, war zu Beginn desselben Jahrhunderts noch Abraum, da es nicht möglich war, den Rohstoff unter ökonomischen Bedingungen zu gewinnen. Dies zeigt sich auch durch die langfristig sinkenden Preise. Daher ist der Erzgehalt allein nicht geeignet, um eine Aussage über die geologische Rohstoffverfügbarkeit zu treffen, sondern vielmehr, um zu zeigen, welchen riesigen Fortschritt die eingesetzten Technologien gemacht haben.

Gemeinsam mit den in Kapitel 2 gewonnenen Erkenntnissen lässt sich somit festhalten, dass die vorhandenen Mengen an mineralischen Rohstoffen kein Schutzobjekt darstellen.

4 Ansatz zur Bewertung der Rohstoffverfügbarkeit

In den vorhergehenden Kapiteln wurde gezeigt, dass die vorhandenen Mengenangaben wie Ressourcen oder Reserven keineswegs als endgültig anzusehen sind, weshalb auf ihrer Basis keine zuverlässigen Schlussfolgerungen hinsichtlich der Rohstoffverfügbarkeit gezogen werden können. Geologen gehen jedoch davon aus, dass die in der Erdkruste vorhandenen Mengen noch weit in die Zukunft ausreichen werden, um den Bedarf an Metallen zu decken. Auch die sinkenden Erzgehalte sind kein rein geologisches Phänomen und weisen nicht auf eine physikalische Verknappung hin. Es stellt sich daher die Frage nach dem einschränkenden Faktor und einer geeigneten Größe zur Bewertung der Rohstoffverfügbarkeit.

Dazu wird in diesem Kapitel die Problematik der Rohstoffgewinnung dargestellt und ein geeigneter Indikator ausgewählt.

4.1 Die Metallgewinnung – ein Konzentrationsproblem

Betrachtet man die Metallgewinnung, so ist es ihr Ziel, ein nahezu reines Metall bereitzustellen. Dazu wird in einem ersten Schritt das Erz, welches hauptsächlich aus wertlosem Gestein besteht und nur geringe Mengen des Metalls enthält, aus der Erdkruste gelöst und abtransportiert. Dem Abbau der Erze folgt in der Regel deren Aufbereitung. Ziel der Aufbereitung ist die Aufkonzentration des gewünschten Rohstoffs bzw. Metalls und damit die Abtrennung des wertlosen Materials. Das aus der Aufbereitung resultierende Konzentrat stellt einen geeigneten und auch notwendigen Ausgangspunkt für die nachfolgende Metallurgie dar. Bei Kupfer z. B. beträgt der Metallgehalt des Konzentrats etwa 30 % des Gewichts, d. h., dass die Konzentration des Erzes (0,5-1 % Cu) um das 30- bis 60-Fache erhöht wurde. Bei der anschließenden metallurgischen Behandlung wird die Konzentration des Zwischenprodukts weiter erhöht, sodass es den Marktanforderungen entspricht (Valero und Valero 2015, S. 170).

Beim Abbau der Erze müssen bei geringeren Erzgehalten also deutlich größere Mengen bewegt werden als bei höheren Erzgehalten, um dieselbe Menge an Metall zu gewinnen. Der ökonomische und ökologische Aufwand der Metallgewinnung korreliert somit mit der Ausgangskonzentration des Metalls im Erz. Dies bestätigen z. B. Chapman (1973) sowie Norgate und Jahanshahi (2010). Die Arbeiten zeigen, dass der energetische Aufwand wie auch das Treibhausgaspotential (engl. *Global Warming Potential*, GWP) der Metallgewinnung in etwa durch die Reziproke des Erzgehalts beschrieben werden können. Die Metallgewinnung ist daher vielmehr ein Konzentrationsproblem als ein Mengenproblem und somit der Aufwand der Metallgewinnung und die damit verbundenen ökologischen Auswirkungen entscheidend.

Obwohl die in Kapitel 3 aufgezeigten sinkenden Erzgehalte nicht auf eine physische Verknappung hindeuten, könnten sie mit einem zunehmenden Aufwand einhergehen und somit zu Einschränkungen der Rohstoffverfügbarkeit führen. Dies zeigen auch viele Arbeiten, die sich mit den abnehmenden Erzgehalten und dem Aufwand der Rohstoffgewinnung befassen (u. a. Chapman 1973; Calvo et al. 2016). Die Arbeiten berücksichtigen dabei aber nur den derzeitigen technischen Stand und beziehen sich teilweise auf bestimmte Regionen bzw. Minen. Sie suggerieren somit, dass wir uns auf einer Aufwand-Erzgehalt-Kurve bewegen. Dies ist aus zwei Gründen nicht zielführend: Durch die Betrachtung des jeweils aktuellen Stands der Technik vernachlässigen sie technologische Entwicklungen, die den Aufwand der Metallgewinnung ebenfalls beeinflussen. So weisen bspw. Barnett und Morse (1963) auf die Bedeutung der

Technologie zur Sicherung der Rohstoffverfügbarkeit hin. Auch die Ergebnisse in Kapitel 3 zeigen, dass der Fortschritt der Technologie den Abbau niedriger Erzgehalte erst ermöglicht hat. Tatsächlich ergibt sich im Zeitverlauf daher u. a. durch neue Technologien eine Verschiebung der Aufwand-Erzgehalt-Kurve. Zweitens ist die Analyse einzelner Minen und Regionen zwar wichtig und würde im Falle einer umfassenden und zuverlässigen Datengrundlage die genauesten Werte liefern. Die Datengrundlage ist jedoch häufig unzureichend und nur für Einzelfälle vorhanden, die keineswegs als repräsentativ für die Rohstoffgewinnung insgesamt angesehen werden sollten. Der Aufwand muss demnach für unterschiedliche Zeiträume und auf globaler Ebene ermittelt werden.

4.2 Indikatoren zur Bewertung des Aufwands der Rohstoffbereitstellung

Nachfolgend werden Indikatoren zur Erfassung des Aufwands der Rohstoffgewinnung und seiner ökologischen Auswirkungen vorgestellt und hinsichtlich ihrer Eignung diskutiert. Abschließend wird ein geeigneter Indikator ausgewählt.

4.2.1 Massebasierte Indikatoren

Unter den massebasierten Indikatoren ist der *Material Input per Service Unit* (MIPS) von Schmidt-Bleek (1994) zu nennen, der auf Produktebene angewandt werden kann. Dieser summiert alle Material- und Energieströme auf, die während des gesamten Lebenszyklus eines Produkts oder einer Dienstleistung benötigt werden. Die direkt eingesetzten Materialien werden wiederum mit ihrem Materialeinsatz bewertet. Das Ergebnis wird in einer Masseneinheit wie Kilogramm oder Tonnen angegeben. Der so ermittelte Materialeinsatz erlaubt eine Approximation des Aufwands, der mit dem bewerteten Produkt bzw. der Dienstleistung verbunden ist. Es wird dabei angenommen, dass der Ressourcenaufwand und die ökologische Wirkung sich proportional zum Materialeinsatz verhalten. Das heißt, je mehr Material eingesetzt wird, desto höher ist der Ressourcenaufwand bzw. die ökologische Wirkung und damit der Wert des Indikators. Für z. B. Kupfer beträgt der ökologische Rucksack (welcher den Materialeinsatz für die Herstellung eines Produkts oder Rohstoffs angibt) 500 kg/kg, für Stahl liegt er zwischen 5 und 25 kg/kg (Ritthoff et al. 2002, S. 6).

4.2.2 Energie und energetische Indikatoren

Der Energiegehalt eines Systems wird durch die Zustandsvariablen definiert und ist daher für jedes System bestimmbar. Zu diesen Zustandsvariablen gehören die Masse, das Volumen, der Druck, die Temperatur und die chemische Zusammensetzung. Eine Änderung des Zustands eines Systems hat auch immer eine Änderung der internen Energie zufolge, welche nur durch die Zufuhr bzw. Abfuhr von Energie erfolgen kann (erster Satz der Thermodynamik: Energieerhaltungssatz). Die Energie kann dabei nicht durch andere Produktionsfaktoren ersetzt werden und ist somit eine notwendige Voraussetzung für die Rohstoffgewinnung. Zudem ist die Bereitstellung von Energie mit Kosten und Umweltwirkungen verbunden.

Der kumulierte Energieaufwand (KEA) ist der weitaus bekannteste und gebräuchlichste energetische Indikator. Er gehört zu den Standardindikatoren, die z. B. im Rahmen von Ökobilanzen (engl. *life cycle assessment*, LCA) angewandt werden und ist fester Bestandteil entsprechender Datenbanken wie ecoinvent (Hischier et al. 2010). Zahlreiche Arbeiten, die sich mit der Bewertung von Metallen beschäftigen,

greifen auf den KEA bzw. eine vereinfachte Form zurück (Norgate und Haque 2010; Marsden 2008; Northey et al. 2013).

Der KEA ist in der VDI 4600 Blatt 1 wie folgt definiert:

„Der KEA gibt die Gesamtheit des primärenergetisch bewerteten Aufwands an, der im Zusammenhang mit der Herstellung, Nutzung und Beseitigung eines ökonomischen Guts (Produkt oder Dienstleistung) entsteht bzw. diesem ursächlich zugewiesen werden kann“ (VDI 4600 Blatt 1).

Zur Ermittlung des KEA wird direkt verbrauchte Energie wie Elektrizität über Bereitstellungsnutzungsgrade (von der Gewinnung der benötigten Rohstoffe bis zur Bereitstellung der Energie) in den Primärenergieverbrauch umgerechnet. Energieträger (und andere Stoffe, die einen Energieinhalt haben), die nicht energetisch genutzt werden, werden anhand ihres Energieinhalts bewertet sowie der Aufwände, die während ihrer Bereitstellung, d. h. über die gesamte Prozesskette, entstehen. Nicht-energetische Stoffe werden anhand des Bereitstellungsaufwands in die Bewertung einbezogen und sind somit indirekt berücksichtigt. Der KEA kann in MJ oder MJ-Äq angegeben werden.⁷ Beide Einheiten sind gleichwertig.

4.2.3 Exergie und exergetische Indikatoren

Die Exergie ist ein weitaus weniger bekanntes Konzept und bedarf daher einer etwas ausführlicheren Erklärung (Dewulf et al. 2008; Ayres et al. 1998; Castro et al. 2007; Valero 2008; Domínguez et al. 2013). Anstelle der Exergie könnte auch auf die Entropie verwiesen werden. Exergie und Entropie sind, wie Gleichung (4.1) zeigt, miteinander verbunden. Hier wird aber aufgrund der vermehrten Nennung und Anwendung im Zusammenhang mit der Rohstoffbewertung auf die Exergie zurückgegriffen (siehe z. B. Dinçer und Rosen 2012; Dewulf et al. 2008; Finnveden et al. 2016).

Die Exergie kann als Qualitätsmerkmal von Energie verstanden werden. Sie wird häufig auch als maximal nutzbare Arbeit beschrieben:

„Exergy is the amount of work obtainable when some matter is brought to a state of thermodynamic equilibrium with the common components of the natural surroundings by means of reversible processes, involving interaction only with the above mentioned components of nature.“ (Szargut 1980)

Die Exergie wird immer als Potential bezogen auf die natürliche Umgebung bestimmt, d. h., sie bezieht sowohl den Zustand der betrachteten Substanz als auch den Zustand der Umwelt mit ein. Je größer der Unterschied (hinsichtlich Druck, Temperatur, Konzentration etc.) zwischen dem betrachteten System und der Umgebung ist, desto höher ist auch seine Exergie. Exergie kann im Gegensatz zur Energie „vernichtet“ werden. Sie kann nur erhalten werden, wenn alle in einem System und der Umwelt auftretenden Prozesse reversibel sind, was jedoch nicht auf die Realität zutrifft. Nach dem zweiten Hauptsatz der Thermodynamik sind alle natürlichen bzw. realen Prozesse irreversibel und gehen daher mit einer Entropieerhöhung und somit einem Exergieverlust einher (Szargut et al. 1988, S. 14; Szargut 2005, S. 2 f.; Dinçer und Rosen 2012, S. 13). Der Exergieverlust δB kann durch das Gouy-Stodola-Gesetz definiert werden (siehe z. B. Szargut et al. 1988, S. 14):

$$\delta B = T_0 \sum \Delta S \quad (4.1)$$

δB = Exergieverlust in J
 T_0 = Umgebungstemperatur in K

⁷ In dieser Arbeit werden MJ-Äq verwendet.

$\sum \Delta S$ = Summe der Entropieerhöhungen aller am Prozess beteiligter Substanzen in J/K

Die Exergie kann in vier (Haupt-)Bestandteile gegliedert werden: kinetische, potentielle, physikalische und chemische Exergie. Zur Bewertung des Ressourcenverbrauchs ist die chemische Exergie die entscheidende Größe (Ayres et al. 2006).

Die chemische Exergie definiert den Exergiegehalt eines Stoffs bei Umgebungstemperatur und -druck. Sie wird bestimmt durch den Unterschied der Zusammensetzung der betrachteten Substanz und den üblich in der natürlichen Umgebung vorkommenden Komponenten. Die chemische Exergie kann auch als minimale Arbeit angesehen werden, die notwendig ist, um eine Substanz aus den Bestandteilen der Umgebung in einem reversiblen Prozess herzustellen.

Zur Berechnung der chemischen Exergie muss daher eine Referenzumgebung (engl. *reference environment*, R.E.) festgelegt werden, welche als Lieferant für Wärme und Substanzen dient. Zur Festlegung des R.E. kann zwischen zwei grundsätzlichen Ansätzen unterschieden werden: *partial* und *comprehensive* R.E. Bei Ersterem wird die tatsächlich vorliegende Umgebung verwendet, Letzterer setzt eine allgemeingültige Umgebung an. In Bezug auf die Bewertung der weltweiten Ressourcen wird auf das Modell *comprehensive* R.E. zurückgegriffen, welches den thermodynamisch toten Planeten repräsentiert (siehe z. B. Valero 2008, S. 142; Szargut et al. 2005). Zur Festlegung des *comprehensive* R.E. werden sogenannte Referenzsubstanzen (engl. *reference species*) definiert, aus welchen sich das R.E. zusammensetzt. Die Referenzsubstanzen lassen sich in folgende drei Gruppen unterteilen:

- Gasförmige Komponenten der atmosphärischen Luft
- Molekulare Komponenten des Meerwassers
- Feste Komponenten der äußersten Schicht der Erdkruste

Die Festlegung des R.E. wird häufig als Herausforderung empfunden. Unterschiedliche Autoren verfolgen dabei auch unterschiedliche Strategien, welche zu unterschiedlichen Ergebnissen führen können (Szargut 2005; Valero 2008, 142 ff.; Brammer 2013). Obwohl hier noch kein Konsens erreicht wurde, wird vermehrt auf den Ansatz *standard chemical exergy* (im Weiteren als chemische Standardexergie bezeichnet) von Szargut et al. (1988) zurückgegriffen. Demnach wird die chemische Exergie bei Standardtemperatur und -druck (25°C und 1 atm) sowie Standardkonzentration bzw. durchschnittlichem partiellen Druck der Referenzsubstanzen bestimmt (Szargut et al. 1988, S. 54 ff.; Szargut et al. 2005; Szargut 2005, S. 23). Die chemische Standardexergie von Referenzsubstanzen wird maßgeblich durch ihre Konzentration beeinflusst, da sie die theoretisch minimale Arbeit wiedergibt, die die Erde aufbringen musste, um die betrachtete Substanz von ihrer durchschnittlichen Konzentration (z. B. bei Elementen mit festen Referenzsubstanzen in der Erdkruste) auf 100 % anzureichern (Simon und Holm 2017). Weiterführende Informationen zur Exergie sind z. B. in Szargut et al. (1988) sowie Szargut (2005) zu finden.

Indikatoren und weitere Ansätze zur Bewertung der Rohstoffverfügbarkeit, welche auf der Exergie basieren, sind bspw. der kumulierte Exergieaufwand (KExA) (Bösch et al. 2007) oder die *exergoecology* (Valero 1998). Der KExA, welcher inzwischen z. B. auch in der ecoinvent-Datenbank (Wernet et al. 2016) integriert ist, bilanziert entsprechend des KEA den Exergieaufwand, welcher für die Herstellung von Produkten über deren gesamten Lebensweg aufgebracht wurde (inkl. des Exergieaufwands für die Herstellung der eingesetzten Roh-, Hilfs- und Betriebsstoffe). Die *exergoecology* bezieht darüber hinaus die Exergie ein, welche die Erde zur „Herstellung“ einer Lagerstätte aufbringen musste (Valero et al. 2008; Valero und Valero 2010).

4.2.4 Auswahl eines Indikators

Der massebasierte Indikator MIPS ist einfach anwendbar und verständlich. In seiner Einfachheit liegt jedoch auch seine Schwäche. Zum einen werden ausgehende Stoff- und Energieströme vernachlässigt, zum anderen wird die Qualität aller eingehenden Material- und Energieströme nicht berücksichtigt – alles wird als „eine“ Masse behandelt. Der Indikator ist somit zu verallgemeinernd, nicht jedes Material bzw. dessen Einsatz ist gleichermaßen als einschränkend für die Rohstoffverfügbarkeit zu betrachten. So werden nicht alle eingesetzten Stoffe auch tatsächlich verbraucht. Metalle z. B. werden nicht verbraucht, sondern gebraucht, d. h. sie stehen uns nach ihrer Nutzung weiter zur Verfügung.

Energieträger werden im Gegensatz zu den Metallen verbraucht. Wie bereits erwähnt, ist Energie notwendig, um eine Zustandsänderung eines Systems herbeizuführen. Betrachtet man in diesem Zusammenhang Erze als Ausgangspunkt und das reine Metall als Endprodukt, so hat eine Zustandsänderung (chemische Zusammensetzung) stattgefunden, folglich wurde Energie benötigt. Die benötigte Menge an Energie wird dabei, wie u. a. Valero und Valero (2015, S. 37) basierend auf dem zweiten Satz der Thermodynamik zeigen, maßgeblich durch die Metallkonzentration im Erz bestimmt. Geht der Erzgehalt gegen null, steigt der Energieaufwand ins Unermessliche. Oder anders ausgedrückt: Wäre unendlich viel Energie verfügbar, so würde auch kein Rohstoffproblem bestehen, da wir kleinste Konzentrationen nutzen könnten. Die Energie kann somit als limitierender Faktor für die Metallgewinnung gesehen werden (Chapman 1974; Chapman und Roberts 1983, S. 16; Bardi 2013). Genau genommen handelt es sich dabei jedoch nicht um die Energie, sondern die Exergie, da sie den nutzbaren Teil der Energie darstellt. Beide Größen werden nachfolgend nochmals gegenübergestellt und ihre Eignung für die vorliegende Arbeit diskutiert.

Ursprünglich wurde die Exergieanalyse zur Aufdeckung von Ineffizienzen in thermischen und chemischen Prozessen genutzt (Szargut et al. 1988, 2 f.). Auch heute gehört die Analyse industrieller Prozesse hinsichtlich ihrer Effizienz zu den Hauptanwendungsgebieten der Exergie (Saidur et al. 2012; Mohammadi et al. 2017; Xu et al. 2011). Eine Exergieanalyse zeigt, wo Ineffizienzen auftreten, welcher Art sie sind und welche Ursache sie haben (Rosen et al. 2008). Dazu werden alle Input- und Outputströme anhand ihres Exergiegehalts bilanziert und der tatsächliche mit dem minimal notwendigen Exergieeinsatz (der sich bspw. durch den Exergiegehalt des Produkts eines Prozesses ergibt) verglichen. Anhand der Exergie kann somit die Unvollkommenheit realer Prozesse aufgezeigt werden und dies ist vermutlich auch ihr wertvollstes Einsatzgebiet (Rosen et al. 2008). Die gewonnenen Erkenntnisse einer Exergieanalyse gehen dabei über die einer reinen energetischen Betrachtung hinaus, welche zu falschen Schlussfolgerungen hinsichtlich möglicher Optimierungspotentiale führen kann (Morris 1991; Dewulf et al. 2008; Rosen et al. 2008; Dinçer und Rosen 2012, S. 22).

Ist die Exergie jedoch besser geeignet als die Energie, um den Aufwand der Rohstoffgewinnung zu erfassen? Im Vergleich zur Energie ermöglicht es die Exergie, alle Ressourcen anhand einer Bewertungsgröße zu messen und aufzuaddieren (Ayres et al. 2006; Valero et al. 2008), da sowohl energetische wie auch nicht-energetische Stoffe einen exergetischen Wert besitzen. Dementsprechend kann anhand der Exergie nicht nur der Aufwand an energetischen Ressourcen erfasst werden, sondern auch der Aufwand, der der Erde in Form von z. B. Gestein entnommen wird (Finnveden et al. 2016). Abgesehen von bestehenden Datenlücken hinsichtlich der Zusammensetzung von z. B. Erzen (Finnveden und Östlund 1997) kann daher angenommen werden, dass eine exergetische Analyse ein umfassenderes Bild liefert als eine rein energetische Analyse. Dieser Vorteil ist insbesondere bei Prozessen gegeben, die sich durch einen hohen Einsatz nicht-energetischer Rohstoffe auszeichnen. Bei Prozessen jedoch, die sehr energieintensiv sind und dabei einen hohen Anteil nicht-erneuerbarer Energien vorweisen, sind Exergie- und Energieaufwand und somit die damit verbunden Indikatoren wie der KEA bzw. KExA sehr ähnlich (siehe dazu Bösch et al. 2007). Dies liegt wiederum darin begründet, dass Energie- und Exergiegehalt von fossilen

Energieträgern annähernd identisch sind. So kann der obere Heizwert (engl. *higher heating value*) zur Abschätzung des Exergiegehalts von Energieträgern dienen (Valero 2006).

Doch welchen Mehrwert bietet der Einbezug nicht-energetischer Rohstoffe? Betrachtet man Metalle, dann werden diese nicht verbraucht, sondern gebraucht. Die Exergie, die der Erde durch die Erze, welche die wertvollen Metalle enthalten, entnommen wird, ist also nicht verloren, sondern wird durch den Abbau und die Aufbereitung lediglich räumlich verlagert. Die chemische Exergie bleibt aber weiterhin in den Metallen und anderen entnommenen Materialien enthalten. Durch die Aufkonzentration wird der Exergiegehalt des Metalls sogar erhöht. Diese Erhöhung kann aber nur durch Zufuhr von Exergie erfolgen, welche durch fossile Energieträger sowie weitere Materialien bereitgestellt wird, deren Exergiegehalt vernichtet wird, wenn sie verbrannt bzw. dispers verwendet werden. (Valero und Valero 2010) Es ist also nicht der Exergiegehalt des Metalls, der verbraucht wird, sondern der Exergiegehalt der eingesetzten Hilfs- und Betriebsstoffe. Der Exergiegehalt des Metalls ist nur dann verloren, wenn das Metall so dispers verwendet wird, dass seine Konzentration unter die des R.E. fällt. Die Konzentration einer Substanz im R.E. wird, wie im vorhergehenden Unterkapitel erläutert, z. B. bei festen Referenzsubstanzen durch die durchschnittliche Zusammensetzung der Erdkruste gegeben. Eine solch disperse Nutzung ist bei Metallen höchst unwahrscheinlich.

Hier stellt sich zudem die Frage, inwieweit das derzeitige verwendete *comprehensive* R.E. überhaupt aussagekräftig ist. Denn wir beziehen Metalle nicht aus der durchschnittlichen Erdkruste, sondern aus Lagerstätten. Dieser Aspekt wird bei einer reinen Betrachtung der chemischen Standardexergie nicht berücksichtigt. Hierzu müsste das R.E. angepasst werden, wozu Informationen zur mineralogischen Zusammensetzung der Erdkruste und deren Verteilung notwendig sind. Diese Informationen fehlen bislang, da die mineralische Zusammensetzung der äußeren Erdkruste im Gegensatz zur elementaren Zusammensetzung kaum erforscht ist (Valero 2008, S. 46). Ein Ansatz, der die Metallkonzentration einzelner Lagerstätten versucht zu berücksichtigen, ist die *exergoecology* von Valero und Valero (2010). Jedoch berücksichtigen die Autoren die Lagerstätten nicht im R.E., sondern betrachten ihre Anreicherung als zusätzliche Exergie, welche von der Natur zur Verfügung gestellt wird und die ebenfalls verloren geht, wenn wir Rohstoffe abbauen. Aber auch hier gilt, dass die Konzentrationsexergie bzw. ein Teil davon nur dann verloren ist, wenn das Metall so dispers verwendet wird, dass die Konzentration unter die der Mine sinkt.

Wie die vorhergehenden Überlegungen zeigen, stellt sich insgesamt die Frage, ob eine isolierte exergetische Betrachtung von Teilen des Lebenswegs und somit die Bewertung von „Zwischenprodukten“ überhaupt sinnvoll ist. Denn selbst wenn die mineralogische Zusammensetzung der Erdkruste und deren Verteilung bekannt wären und diese im R.E. berücksichtigt werden könnten, könnten die Auswirkungen der Entnahme von Metallen und anderen nicht-energetischen Rohstoffen aus der Erdkruste exergetisch doch eigentlich nur bewertet werden, wenn der gesamte Lebenszyklus unter Berücksichtigung aller eingehenden und ausgehenden Stoffströme betrachtet wird. Dadurch ergibt sich auch die Notwendigkeit der Anpassung des R.E. Hinsichtlich des Aufwands nicht-energetischer Ressourcen ist der Mehrwert der Exergie aufgrund der aufgezeigten methodischen Schwierigkeiten also fraglich. Der Verbrauch energetischer Ressourcen hingegen, der durch deren Verbrennung endgültig ist, kann in gleichem Maße über die Energie wie über die Exergie erfasst werden. Auch hier bietet das Exergiekonzept also keinen Mehrwert.

Wie sieht es mit der Erfassung von Umweltwirkungen aus? Einige Autoren führen als Vorteil der Exergie auf, dass der potentielle Einfluss der Freisetzung von Emissionen auf die Umwelt abgeschätzt werden kann (Ayres et al. 1998; Ayres et al. 2006). Dies begründen sie damit, dass die Exergie die Qualität einer Ressource, also ihren Unterschied zur Umgebung und somit ihr Potential, Veränderungen zu bewirken, beschreibt. Insgesamt ist das Konzept jedoch noch mit großen Unsicherheiten behaftet (Dewulf et al. 2008). Zum Beispiel Szargut (2005, S. 91 ff.) betont, dass der Exergiegehalt von Abfällen etc. nicht als

proportional zu den Umweltwirkungen angenommen werden sollte. Diese Unsicherheiten stellen den Mehrwert der Exergie auch im Hinblick auf die Umweltwirkungen infrage. Hinzu kommt die aktuelle politische und gesellschaftliche Fokussierung auf das GWP. Der Ausstoß von Treibhausgasen führt zur globalen Erwärmung, welche weitreichende Folgen für Mensch und Umwelt hat. Eine Eindämmung der Emissionen und ihrer Folgen ist Ziel zahlreicher politischer und gesellschaftlicher Initiativen und Maßnahmen, wie z. B. das 2015 in Paris verabschiedete Klimaschutzübereinkommen oder die Initiative *Fridays for Future*. Treibhausgasemissionen entstehen dabei zu großen Teilen durch die Nutzung fossiler Energieträger. Nach der *International Energy Agency* (IEA) wurden im Jahr 2018 global rund 34 Gt CO₂ durch deren Verbrennung emittiert – ein historisches Hoch (IEA 2020a). Die Emission von Treibhausgasen ist somit eng an den energetischen Aufwand und den Einsatz fossiler Energieträger geknüpft. Wie hoch der Einsatz fossiler Energieträger ist, lässt sich gut durch den tatsächlichen Verbrauch an Energie beschreiben. So eignet sich der KEA gut zur Abschätzung des GWP (Huijbregts et al. 2010; Huijbregts et al. 2006). Der KEA ist demnach der richtige Indikator zur Bewertung der Rohstoffverfügbarkeit.

4.3 Zusammenfassung und Fazit

Die Metallgewinnung ist vielmehr ein Konzentrationsproblem als ein Mengenproblem, welches durch die sinkenden Erzgehalte verstärkt wird. Die Diskussion um die Rohstoffverfügbarkeit sollte sich daher am Aufwand der Metallgewinnung und seiner ökologischen Auswirkungen orientieren. Bei der Betrachtung des Aufwands kommt der zeitlichen und räumlichen Perspektive eine entscheidende Rolle zu. Um die Frage der Rohstoffverfügbarkeit zu beantworten, muss die globale Entwicklung des Aufwands der Metallgewinnung betrachtet werden, denn nur so kann sichergestellt werden, dass neben geologischen Einflussfaktoren wie dem Erzgehalt auch technologische Entwicklungen einbezogen werden.

Zur Messung des Aufwands eignet sich grundsätzlich die Energie bzw. die Exergie, da sie als limitierender Faktor angesehen werden kann. Beide Größen wurden nochmals vergleichend hinsichtlich ihrer Eignung diskutiert. Zusammenfassend lässt sich festhalten, dass die Exergie ein mächtiges Instrument ist, das jedoch stark theoretischer Natur, im Hinblick auf die Bewertung der Rohstoffverfügbarkeit nicht ausgereift und bislang empirisch nicht abgesichert ist. Besonders hinsichtlich der Methodik zur Festlegung eines standardisierten R.E. zur Bestimmung der chemischen Exergie bestehen noch große Unsicherheiten. Hinzu kommt die allgemeine Unbekanntheit des Konzepts, wodurch die Kommunikation der Ergebnisse deutlich erschwert wird. Die Aufdeckung von Ineffizienzen industrieller Prozesse, für welche eine Exergieanalyse durchaus geeignet ist, ist für die vorliegende Arbeit nicht von Relevanz. Somit bietet die Exergie derzeit keinen Mehrwert für die hier betrachtete Fragestellung. Um den Aufwand der Rohstoffgewinnung zu ermitteln, ist die Energie die geeignete Größe.

Der KEA wird daher in dieser Arbeit als zentraler Indikator verwendet. Durch die Erfassung der kumulierten energetischen Aufwände, erfasst er nicht nur den energetischen Aufwand der direkt an der Rohstoffbereitstellung beteiligten Prozesse, sondern berücksichtigt auch die Prozesse zur Herstellung der notwendigen Roh-, Hilfs- und Betriebsstoffe. Somit können im Rahmen der zeitlichen Bewertung auch die technischen Veränderungen dieser Prozesse erfasst werden. Obwohl wie erläutert grundsätzlich angenommen werden kann, dass KEA und GWP korrelieren, wird das GWP aufgrund seiner politischen und gesellschaftlichen Relevanz zusätzlich ausgewiesen. Dadurch kann die Aussagekraft des KEA hinsichtlich des GWP nochmals überprüft werden.

Die entscheidende Frage für die Rohstoffverfügbarkeit lautet damit: Wie hoch ist der durchschnittliche KEA der Metallgewinnung und wie ist dessen Entwicklung im Zeitverlauf?

5 Entwicklung eines Modells zur Ermittlung des kumulierten Energieaufwands von Metallen

Die Verfügbarkeit von Metallen ist vielmehr ein Konzentrationsproblem als ein Mengenproblem. Vor diesem Hintergrund identifizierte Kapitel 4 die Energie als einschränkenden Faktor und den KEA als zentralen Indikator, dessen Entwicklung zur Bewertung der Rohstoffverfügbarkeit betrachtet werden muss. Zur Beantwortung der Forschungsfragen 4) und 5) müssen zudem die wichtigsten geologischen und auch technologischen Einflussfaktoren auf den energetischen Aufwand der Metallgewinnung erfasst und mögliche Entwicklungen bewertet werden.

Dazu wird im Rahmen dieses Kapitels ein parametrisiertes Modell zur Ermittlung des durchschnittlichen globalen KEA der Metallgewinnung entwickelt. In Kapitel 5.1 werden zur Identifikation relevanter Parameter die Einflussfaktoren auf den (kumulierten) Energieaufwand der Metallgewinnung untersucht. In Kapitel 5.2 wird das Modell vorgestellt.

5.1 Bestimmung relevanter Einflussfaktoren

5.1.1 Erkenntnisse vorhandener Studien

Die Analyse von Einflussfaktoren auf den energetischen Aufwand der Gewinnung von Primärmetallen ist Gegenstand mehrerer Studien, die nachfolgend vorgestellt werden. Die Studien lassen sich dabei in zwei Kategorien einordnen: Studien, die auf der Modellierung der Energie- und Materialflüsse der Metallgewinnung und deren Bewertung basieren, sowie Studien, die sich auf die Analyse empirischer Daten stützen.

5.1.1.1 Modellbasierte Ansätze

Chapman (1973) ermittelt den Einfluss des Erzgehalts auf den KEA. Dazu erstellt er ein nach dem Erzgehalt parametrisiertes Modell der Kupfer- und Aluminiumgewinnung, in welchem er jeweils die wichtigste Verfahrensrouten betrachtet. Im Falle von Kupfer ist dies der Tagebau gefolgt von der Aufbereitung und der anschließenden pyrometallurgischen Behandlung. Die Ergebnisse der Arbeit bestätigen den in Kapitel 4 beschriebenen Einfluss der Konzentration bzw. des Erzgehalts auf den Energiebedarf, welcher in etwa einer $1/x$ -Kurve folgt. In seinem nachfolgenden Buch verallgemeinert er seinen Ansatz und überträgt diesen auf die Metallgewinnung insgesamt (Chapman und Roberts 1983). In seinem allgemeingültigen Modell unterteilt er die Metallgewinnung in die drei Module Abbau, Aufbereitung und Metallurgie (Schmelzen und Raffinieren). Innerhalb der einzelnen Module berücksichtigt er neben dem Erzgehalt, welcher sich auf den Abbau und die Aufbereitung auswirkt, weitere Parameter. Beim Abbau bezieht er das Abraum-Erz-Verhältnis (engl. *stripping ratio*, SR)⁸ ein. Zusätzlich zeigt er den Einfluss der Prozesseffizienz auf den spezifischen KEA eines Metalls in den einzelnen Modulen auf.

⁸ Dieser Begriff wird weiterhin verwendet.

Auch Pitt und Wadsworth (1980) erstellen ein Modell zur Bestimmung des energetischen Aufwands der Kupfergewinnung. Für den Tagebau zeigen sie, dass der Energiebedarf durch die *cut-off grade*, das SR sowie die Tiefe wesentlich beeinflusst wird (Pitt und Wadsworth 1980, S. 39). Die Effizienz der nachfolgenden Prozesse spielt sowohl für den Abbau als auch die anschließende Aufbereitung eine wichtige Rolle. Bei der Aufbereitung beeinflusst zudem die *mill head grade* den energetischen Aufwand. Hinsichtlich der metallurgischen Verarbeitung betrachten sie im Gegensatz zu Chapman (1973) sowohl die pyro- als auch die hydrometallurgische Gewinnung von Kupfer. Für die beiden Verfahrensrouten untersuchen sie jeweils eine Vielzahl an derzeit verwendeten Prozessen und vielversprechenden Neuentwicklungen, um Grundlagen für die Entwicklung von Handlungsstrategien seitens Politik und Industrie bereitzustellen. Beim Vergleich der hydro- und pyrometallurgischen Gewinnung können für die Hydrometallurgie deutlich höhere Energiebedarfe festgestellt werden. Hinsichtlich der Pyrometallurgie kommen sie ebenfalls zu dem Ergebnis, dass neue Prozesse beim Schmelzen im Vergleich zur damals vorherrschenden Technologie des Flammofens (engl. *reverberatory furnace*)⁹ hohe Effizienzpotentiale bieten. Dies bestätigt auch Gaines (1980), welche die Energie- und Materialflüsse der Kupferindustrie in den USA mit dem Ziel, Energieeffizienz- und somit Kosteneinsparpotentiale zu identifizieren, untersucht.

Eine umfassende Arbeit erstellten Norgate und Rankin (2000), indem sie im Rahmen einer LCA alle energetischen und nicht-energetischen Stoffe zur Ermittlung unterschiedlicher Umweltfaktoren berücksichtigen. Sie untersuchen dabei pyro- und hydrometallurgische Verfahren der Kupfer- und Nickelgewinnung hinsichtlich des Einflusses des Erzgehalts sowie der Elektrizitätsbereitstellung und bestätigen die hohe Relevanz der genannten Faktoren. Später erweitert Norgate gemeinsam mit Jahanshahi diesen Ansatz, um weitere u. a. innovative Gewinnungsmethoden hinsichtlich ihrer Umweltwirkungen bei verschiedenen Erzgehalten zu vergleichen (Norgate und Jahanshahi 2010). Dabei zeigen sich insbesondere bei geringen Erzgehalten deutliche Unterschiede hinsichtlich der Umweltwirkungen der Gewinnungsmethoden. Ein weiterer Faktor, den sie einbeziehen, ist die Größe, auf welche zerkleinert wird. Sie gehen für die Zukunft davon aus, dass stärker zerkleinert werden muss. Im Rahmen der Berechnungen können sie die hohe Bedeutung dieses Faktors aufzeigen. Wird anstatt auf eine Größe von 75 μm auf 5 μm zerkleinert, verdoppelt sich der spezifische KEA der gesamten Prozessroute. In Rankin (2011) führt der Autor nochmals allgemeingültig in die Ermittlung des Energiebedarfs der primären Metallgewinnung ein. Dabei unterteilt er das Modell ebenfalls in die Bereiche Abbau, Aufbereitung und Metallurgie. Neben dem Erzgehalt berücksichtigt er wie Chapman und Roberts (1983) das SR sowie die Gewinnungsraten zur Bestimmung des spezifischen energetischen Aufwands.

Giurco (2005) und Reuter (1998) erstellen ebenfalls Modelle zur Erfassung der Energie- und Materialströme der Kupfergewinnung und deren ökologischen Bewertung. Beide Arbeiten fokussieren sich dabei nicht auf die sinkenden Erzgehalte, sondern vielmehr auf den Vergleich unterschiedlicher Technologien und Regionen zur Optimierung der mit der Rohstoffbereitstellung verbundenen Umweltwirkungen. Im Gegensatz zu den anderen Arbeiten beziehen sie auch unterschiedliche Abbaumethoden in die Modellierung ein. Sie kommen beide zum Ergebnis, dass der KEA sich regional stark unterscheiden kann. Dies liegt maßgeblich am Erzgehalt, der Abbaumethode, dem metallurgischen Verfahren sowie der Energieerzeugung der einzelnen Regionen. Zudem beziehen beide Arbeiten Transporte von Zwischenprodukten ein, um den Aufwand des Kupferimports für Europa bzw. Deutschland zu bewerten und zu optimieren.

Marsden (2008) erstellt in seiner Arbeit ein generisches Modell zur Ermittlung des Energiebedarfs verschiedener Aufbereitungsarten und metallurgischer Verfahren der Kupfergewinnung. Neben dem Endenergiebedarf bezieht er Stahl und den mit dessen Herstellung verbundenen Energieaufwand ein. Fokus seiner Arbeit liegt auf den Technologien der Aufbereitung und metallurgischen Behandlung, wodurch er den Abbau nur stark vereinfacht darstellt. Auch er bestätigt den hohen Einfluss des Erzgehalts sowie den

⁹ Dieser Begriff wird weiterhin verwendet.

Einfluss unterschiedlicher Verfahrensrouten. Im Gegensatz zu Pitt und Wadsworth (1980) kommt er jedoch zu dem Ergebnis, dass die Hydrometallurgie weniger energieintensiv ist als die Pyrometallurgie.

5.1.1.2 Empirische Analysen

Calvo et al. (2016) untersuchen in ihrer Arbeit insgesamt 38 Kupfer-, Blei-Zink- und Goldminen auf den Zusammenhang zwischen Energiebedarf und Erzgehalt. Dabei können sie einen Zusammenhang zwischen dem gesamten Energieverbrauch und dem Erzgehalt herstellen – sinkt der Erzgehalt, so steigt der Energiebedarf pro Tonne erzeugtem Metall. Bei der Betrachtung des Zusammenhangs des Verbrauchs der Energieträger Diesel bzw. Elektrizität und dem Erzgehalt kann für die Elektrizität ein ähnlicher Zusammenhang wie für den Gesamtenergiebedarf angenommen werden. Für den Dieselverbrauch kann jedoch kein eindeutiger Schluss gezogen werden.

Northey et al. (2013) untersuchen in ihrer Studie Kupfer und nutzen die Daten aus unterschiedlichen Berichten zur Erstellung einer vereinfachten Sachbilanz (engl. *life cycle inventory*, LCI), wie sie üblicherweise in LCAs verwendet wird. Im Vergleich zu Calvo et al. (2016) berücksichtigen Northey et al. (2013) auch die mineralischen Nebenprodukte, indem sie eine Allokation der verschiedenen Aufwände vornehmen, sowie die unterschiedlichen Verfahrensrouten. Auch sie bestätigen einen steigenden Energieaufwand bei sinkendem Erzgehalt. Dieser Zusammenhang ist vor allem für Minen gültig, die Konzentrate herstellen und keine weitere Verarbeitung vornehmen. Daten für Unternehmen mit einer weiteren Verarbeitung bzw. Unternehmen, die Kupfer hydrometallurgisch gewinnen, zeigen eine größere Bandbreite hinsichtlich des spezifischen Energiebedarfs und keine eindeutige Abhängigkeit des Energiebedarfs vom Erzgehalt.

Eine Analyse für Nickel ist in Mudd (2009a) zu finden. Der Autor untersucht den Einfluss unterschiedlicher Nickel-Erze auf den Energie- und Wasseraufwand sowie die CO₂-Emissionen. Je nach Erztyp (Laterite oder Sulfide) unterscheiden sich die Aufwände wesentlich. Laterite sind auch bei gleichem Erzgehalt wesentlich aufwändiger in der Aufbereitung und daher energieintensiver. Dies liegt darin begründet, dass unterschiedliche Erztypen unterschiedliche Verfahren bedingen. Auch bei Kupfer werden oxidische Erze hauptsächlich hydrometallurgisch gewonnen, sulfidische Erze pyrometallurgisch.

Neben Nickel untersucht Mudd (2007b) auch die Goldproduktion hinsichtlich unterschiedlicher Aspekte. Dabei kann er ebenfalls einen Zusammenhang zwischen Energiebedarf und Erzgehalt feststellen. Minen mit hohen Erzgehalten benötigen weniger Energie pro Tonne Metall als Minen mit geringen Erzgehalten. Zudem untersucht er den Einfluss der Minengröße. Er konkludiert, dass ein höherer Durchsatz zu geringeren Energiekosten pro Tonne verarbeitetem Erz führt.

Den Einfluss des Erzgehalts und der Minentiefe auf den Energiebedarf der Kupfergewinnung untersuchen Koppelaar und Koppelaar (2016). Dazu stellen sie mögliche Beziehungen zwischen Energiebedarf, Erzgehalt und Tiefe zur Abschätzung der energetischen Abbau- und Verarbeitungskosten für verschiedene Verfahrensrouten auf und testen diese anhand empirischer Daten. In ihrer Analyse berücksichtigen sie ebenfalls Nebenprodukte, indem sie einen Aufwand für ihre Extraktion annehmen und ihn vom Gesamtaufwand subtrahieren. Auch sie bestätigen den Zusammenhang zwischen Erzgehalt und Energiebedarf für alle Datensätze zusammen sowie für Minen, die Kupfer abbauen, aufbereiten und pyrometallurgisch behandeln. Dabei steigt der Energiebedarf ab einem Erzgehalt von 1 % Cu und kleiner rapide an. Die Tiefe hingegen scheint keinen großen Einfluss auf den Gesamtenergiebedarf zu haben und sich geringfügig auf den Elektrizitätsbedarf auszuwirken. Jedoch zeigen die Daten, dass Minen mit einer Tiefe kleiner 200 m mehr Diesel als Elektrizität für die Produktion von Kupferkonzentrat einsetzen. Bei Minen tiefer als 200 m ist das Verhältnis umgekehrt. Zudem zeigen sie, dass Minen, die den Untertagebau nutzen, einen höheren Energieaufwand pro Tonne Erz aufweisen.

5.1.1.3 Zusammenfassung der Erkenntnisse und Schlussfolgerungen

Der Erzgehalt ist ein wesentlicher Einflussfaktor auf den Energiebedarf der Metallgewinnung. Dies bestätigen nahezu alle vorhandenen Studien. Die Studien, die einen modellbasierten Ansatz verwenden, bestätigen den in Kapitel 4 beschriebenen Einfluss der Konzentration bzw. des Erzgehalts auf den Energiebedarf, unabhängig vom untersuchten Metall oder Prozess. Trägt man den Energiebedarf über dem Erzgehalt ab, dann folgt dieser in etwa einer $1/x$ -Kurve. Dabei wirkt sich der Erzgehalt auf die Prozessschritte des Abbaus und der Aufbereitung aus. Die empirischen Studien bestätigen den aufgezeigten Zusammenhang insbesondere für Minen, die Erze abbauen, aufbereiten und pyrometallurgisch behandeln. Hinsichtlich der hydrometallurgischen Kupfergewinnung können die empirischen Analysen im Gegensatz zu den modellbasierten Ansätzen keinen Zusammenhang zwischen Erzgehalt und Energiebedarf herstellen.

Auch Mudd (2009a) zeigt, dass der Erztyp bei Nickel einen höheren Einfluss auf den energetischen Aufwand hat als der Erzgehalt. Der Erztyp bedingt das metallurgische Verfahren, weshalb er in anderen Arbeiten indirekt über den Einbezug der Verfahrensrouten einbezogen wird. Letztendlich stellen unterschiedliche Verfahrensrouten also keine Alternativen dar und sind somit in die Ermittlung des global durchschnittlichen KEA einzubeziehen. Dies ist insbesondere notwendig, da die Verfahrensrouten sich wesentlich hinsichtlich ihres (kumulierten) Energiebedarfs unterscheiden. Innerhalb einer Verfahrensrouten zeigen sich hohe Unterschiede insbesondere bei Technologiesprüngen. Pitt und Wadsworth (1980) sowie Gaines (1980) zeigen dies für das Schmelzen. Northey et al. (2013) verweisen zudem auf Skaleneffekte beim Schmelzen, zeigen diese jedoch nicht auf.

Auch Mudd (2007b) bestätigt in seiner Arbeit Skaleneffekte bei der Goldgewinnung. Er untersucht diese jedoch nur für den Abbau und die Aufbereitung. Norgate und Jahanshahi (2010) weisen bei der Aufbereitung zudem auf den Zerkleinerungsgrad hin, welcher den Energiebedarf der Aufbereitung deutlich beeinflusst und dessen Bedeutung zukünftig steigen könnte.

Jene Arbeiten, welche die Abbaumethode in ihre Analyse einbeziehen, zeigen, dass diese einen Einfluss auf den energetischen Aufwand hat. Minen, die unter Tage abbauen, haben einen höheren Energiebedarf pro Tonne Erz als Minen, die den Tagebau nutzen. Dies deckt sich auch mit den in Kapitel 3.2 gewonnenen Erkenntnissen. Tagebau und Untertagebau unterscheiden sich zudem hinsichtlich der Art der eingesetzten Energieträger. Beim Tagebau beziehen einige modellbasierte Ansätze ebenfalls das SR in ihre Analysen ein und sprechen ihm einen merkbaren Einfluss zu.

Hinsichtlich der Tiefe kann basierend auf den vorhandenen Analysen keine abschließende Aussage getroffen werden. Lediglich Pitt und Wadsworth (1980) beziehen die Tiefe in ihr Modell ein und zeigen einen mit der Tiefe steigenden Aufwand für den Tagebau. Die empirische Analyse von Koppelaar und Koppelaar (2016) kann einen Einfluss der Tiefe nur bedingt bestätigen.

Pitt und Wadsworth (1980) weisen des Weiteren auf die Bedeutung der Mineralisierung hin, zeigen ihren Einfluss jedoch nicht auf. Auch die in Kapitel 2.2.1 gewonnenen Erkenntnissen lassen vermuten, dass der Lagerstättentyp einen Einfluss auf den Energiebedarf hat, da Lagerstättentypen meist spezifische Eigenschaften aufweisen. Dazu zählen auch die enthaltenen Nebenprodukte.

Nebenprodukte werden in den vorgestellten Arbeiten unterschiedlich berücksichtigt. Viele Arbeiten beziehen keine Nebenprodukte in ihre Auswertung ein (z. B. Calvo et al. 2016; Mudd 2007b; Norgate und Jahanshahi 2010; Giurco 2005; Gaines 1980; Chapman 1973; Pitt und Wadsworth 1980; Norgate und Rankin 2000). Nur bei zwei der empirischen Analysen werden Nebenprodukte berücksichtigt (Northey et al. 2013; Koppelaar und Koppelaar 2016). Dabei verfolgen die Arbeiten unterschiedliche Vorgehensweisen zur Berücksichtigung der Nebenprodukte. Ein Vergleich der Datengrundlage der beiden Arbeiten

ergab zudem, dass die in den Datensätzen vorhandenen Informationen zu den enthaltenen Nebenprodukten, aber auch andere Angaben nicht immer übereinstimmen. Dies schränkt die Vergleichbarkeit der Arbeiten insgesamt ein. Keine der Arbeiten zeigt zudem, wie sich die Nebenprodukte explizit auf die Energie-Erzgehalt-Kurve auswirken.

Um den Einfluss des Lagerstättentyps und der Nebenprodukte zu prüfen, wird nachfolgend eine empirische Analyse durchgeführt. Dabei sollen auch die Aussagen über die Produktionsmenge und die damit einhergehenden Skaleneffekte, die Tiefe sowie das SR geprüft werden, welche bislang nur vereinzelt betrachtet wurden. Um eine ganzheitliche Analyse zu erlauben, werden die weiteren Einflussgrößen, d. h. der Erzgehalt, die Abbau- und die Gewinnungsmethode ebenfalls einbezogen. Dies bietet zudem die Möglichkeit, die Erkenntnisse der vorhandenen Studien zu validieren.

5.1.2 Empirische Datenanalyse

Bei den analysierten Datensätzen handelt es sich um Kupferminen und -hütten, da hierzu eine zuverlässige und aussagekräftige Datenbasis existiert (Calvo et al. 2016). Der Abbau von Kupfererz erfolgt entweder im Tage- oder Untertagebau. Je nach Erztyp wird dieses anschließend aufbereitet, geschmolzen und raffiniert oder gelaugt und mittels SX-EW gewonnen. Die meisten Metalle werden sehr ähnlich abgebaut und, ebenfalls abhängig von ihrem Erztyp, über verschiedene metallurgische Routen gewonnen. Es wird daher angenommen, dass die aus der Analyse resultierenden Erkenntnisse weitgehend auf andere Metalle übertragbar sind.

5.1.2.1 Datengrundlage und -aufbereitung

Im Folgenden werden die Datensammlung, -aufbereitung und -analyse beschrieben. Anschließend werden die Ergebnisse der empirischen Datenanalyse präsentiert.

Zum Aufbau einer Datenbasis kann teilweise auf vorhergehende Arbeiten von Koppelaar und Koppelaar (2016), Northey et al. (2013) sowie Northey (2018) zurückgegriffen werden. Die Datensätze müssen jedoch vervollständigt werden, da keine Informationen zum SR vorhanden sind. Der Lagerstättentyp wurde in den Arbeiten erfasst, aber nicht in die Analyse einbezogen. Da lediglich Koppelaar und Koppelaar (2016) die Minentiefe untersuchen, muss diese Information bei den Datensätzen aus anderen Quellen, wenn möglich, ebenfalls ergänzt werden. Sind Datensätze zu einzelnen Minen in mehreren Arbeiten vorhanden, werden diese verglichen. Bei einer Abweichung der Informationen werden eigene Recherchen durchgeführt und die Daten entsprechend den Ergebnissen der Recherche übernommen bzw. angepasst. Eine Übersicht der resultierenden Datensätze ist in Tabelle 5.1 zu finden. Kriterium für die Auswahl der Minen war die Vollständigkeit der Datensätze.

Aus den in den vorhergehenden Teilkapiteln diskutierten Einflussfaktoren ergibt sich folgende Liste an erforderlichen Daten:

- Input:
 - Energiebedarf (Der Energiebedarf wird in den Kategorien direkt (Brennstoffe), indirekt (Elektrizität) und gesamt ermittelt, um ggf. vorhandene Unterschiede in den Abbaumethoden zu erfassen.)
- Bezugsgröße (Tonne Metall in Produkt):
 - Produkt (Konzentrat, Anode, Kathode)
 - Produktionsmenge (Haupt- und Nebenprodukte)

- Einflussfaktoren:
 - Verarbeitete Erzmeng
 - Erzgehalt
 - Lagerstättentyp
 - Abbau- und Gewinnungsmethode
 - Tiefe
 - SR

In dieser Arbeit werden Metall-Äquivalente zum Einbezug metallischer Nebenprodukte verwendet. Die Methode ist der ökonomischen Allokation, wie sie üblicherweise in LCAs durchgeführt wird, sehr ähnlich. Dies bietet den Vorteil, dass bei allen Metallen einheitlich vorgegangen wird und nicht auf andere mit Unsicherheiten behaftete Datensätze zurückgegriffen werden muss, wie dies u. a. bei der von Koppelaar und Koppelaar (2016) verwendeten Methode der Fall ist. Die Autoren verwenden pauschale Werte für den Energiebedarf der Produktion der Nebenprodukte und subtrahieren diesen vom Gesamtenergiebedarf. Diese Vorgehensweise erfordert Achtsamkeit bei der Wahl der Energiekosten für die Nebenprodukte, da diese repräsentativ und die Grenzen der bilanzierten Systeme einheitlich definiert sein sollten. Koppelaar und Koppelaar (2016) verwenden für Molybdän z. B. die bereits allokierten Energiekosten (Mo als Nebenprodukt), für andere Metalle werden nicht allokierte Energiekosten (z. B. Au als Hauptprodukt) abgezogen.

Metall-Äquivalente bringen alle im Erz enthaltenen Metalle, die einen ökonomischen Beitrag leisten, auf einen gemeinsamen Nenner (Wellmer et al. 2008, S. 50). Anwendung findet diese Vorgehensweise z. B. bei der Ermittlung der *cut-off grade*. Zur Berechnung der Metall-Äquivalente wird ein Hauptmetall bestimmt und der erzielbare Preis festgelegt. Der Preis der anderen im Erz enthaltenen Metalle wird dann jeweils ins Verhältnis zum Hauptmetall gesetzt. Dadurch ergibt sich ein Umrechnungsfaktor CF für jedes neben dem Hauptmetall q^* enthaltene Metall q :

$$CF_q = \frac{pr_q}{pr_{q^*}} \quad (5.1)$$

CF_q = Umrechnungsfaktor für (Neben-)Metall q zur Ermittlung der Metall-Äquivalente
 pr_q = Preis des (Neben-)Metalls q in €/t
 pr_{q^*} = Preis des Hauptmetalls q^* in €/t

Mit dem so ermittelten Faktor kann der Erzgehalt des Nebenprodukts multipliziert werden und zum Erzgehalt des Hauptmetalls addiert werden. Ergebnis ist der Erzgehalt ausgedrückt in Hauptmetall-Äquivalenten $OG_{q^*-\text{Äq}}$:

$$OG_{q^*-\text{Äq}} = OG_{q^*} + \sum_q CF_q \cdot OG_q \quad (5.2)$$

$OG_{q^*-\text{Äq}}$ = Erzgehalt angegeben in Hauptmetall-Äquivalenten
 OG_{q^*} = Erzgehalt des Hauptmetalls q^*
 OG_q = Erzgehalt des (Neben-)Metalls q

Anstelle des Erzgehalts kann auch die produzierte Menge eingesetzt werden, dann erhält man die Produktionsmenge angegeben in kg oder t Metall-Äquivalenten.

Die erhobenen und in Tabelle 5.1 aufgeführten Daten werden anschließend graphisch ausgewertet und hinsichtlich möglicher Korrelationen analysiert. Dadurch sollen grundsätzliche Zusammenhänge, die bereits in anderen Arbeiten ermittelt wurden, validiert und der Einfluss weiterer Faktoren überprüft werden.

5 Entwicklung eines Modells zur Ermittlung des kumulierten Energieaufwands von Metallen

Tabelle 5.1: Verwendete Datensätze für die empirische Datenanalyse. Angaben sind Durchschnittswerte über die berücksichtigten Jahre. Die Quellen sind in Anhang A.1 aufgelistet.

Nr	Mine	Lagerstättentyp	Kontinent	Metalle	Abbau	Prozess	Produkt	OG % Cu	OG % Cu-Äq
1	Highland Valley	Porphyry	NA	Cu, Mo	OP	CGF	Konzentrat	0,39	0,41
2	Alumbreira	Porphyry	LA	Cu, Ag	OP	CGF	Konzentrat	0,46	0,47
3	Ernest Henry	IOCG	AUS	Cu, Ag	OP	CGF	Konzentrat	0,90	1,13
4	Ok Tedi	Porphyry/Skarn	AS	Cu, Au, Ag	OP	CGF	Konzentrat	0,81	1,33
5	Esperanza	Porphyry	LA	Cu, Au, Ag	OP	CGF	Konzentrat	0,59	0,79
6	Los Pelambres	Porphyry	LA	Cu, Mo, Au, Ag	OP	CGF	Konzentrat	0,73	0,83
7	Prominent Hill	IOCG	AUS	Cu, Ag, Au	OP	CGF	Konzentrat	1,39	1,76
8	Prominent Hill	IOCG	AUS	Cu, Ag, Au	OP/UG	CGF	Konzentrat	0,89	1,20
9	Northparkes	Porphyry	AUS	Cu, Au	UG	CGF	Konzentrat	1,04	1,31
10	Northparkes	Porphyry	AUS	Cu, Au	OP/UG	CGF	Konzentrat	0,94	1,18
11	Golden Grove	VMS	AUS	Cu, Au, Ag, Zn, Pb	UG	CGF	Konzentrat	2,08	5,64
12	Pyhäsalmi	VMS	EU	Cu, Zn	UG	CGF	Konzentrat	1,03	1,74
13	Çayeli	VMS	AS	Cu, Zn	UG	CGF	Konzentrat	3,80	5,34
14	Neves Corvo	VMS	EU	Cu, Ag, Zn, Pb	UG	CGF	Konzentrat	3,26	3,85
15	Mt Lyell	VMS	AUS	Cu, Au, Ag	UG	CGF	Konzentrat	1,21	1,44
16	Andina	Porphyry	LA	Cu, Mo	OP/UG	CGF	Konzentrat	1,01	1,06
17	Mantoverde	IOCG	LA	Cu	OP	SX-EW	Kathode	0,52	0,52
18	Sepon	Sedimentgebunden/ Porphyry/Skarn	AS	Cu, Au, Ag	OP	SX-EW	Kathode	2,08	2,67
19	El Tesoro	Porphyry	LA	Cu	OP	SX-EW	Kathode	1,32	1,32
20	Radomiro Tomic	Porphyry	LA	Cu, Mo	OP	SX-EW	Kathode	0,67	0,68
21	Michilla	Schichtgebunden	LA	Cu	OP/UG	SX-EW	Kathode	1,05	1,05
22	Mt Isa ^{a)}	SEDEX	AUS	Cu, Ag, Zn, Pb	UG	CGF/S	Anode	2,98	2,98
23	El Teniente	Porphyry	LA	Cu, Mo	UG	CGF/S	Anode	0,99	1,03
24	Palabora	Karbonatite	AF	Cu, Au, Ni, Vermiculite	UG	CGF/S/R	Kathode	0,67	0,88
25	Bingham Canyon	Porphyry	NA	Cu, Mo, Au, Ag	OP	CGF/S/R	Kathode	0,56	0,89
26	Chuqui-camata	Porphyry	LA	Cu, Mo, Au, Ag	OP	CGF/S/R	Kathode	0,91	1,01
27	Salvador	Porphyry	LA	Cu, Mo, Au, Ag	OP/UG	CGF/S/R	Kathode	0,58	0,74
28	Toquepala	Porphyry	NA	Cu, Mo, Au, Ag	OP	CGF/ SX-EW	Konzentrat/ Kathode	0,55	0,63
29	Los Bronces	Porphyry	LA	Cu, Mo, Ag	OP	CGF/ SX-EW	Konzentrat/ Kathode	0,95	0,98
30	El Soldado	Manto	LA	Cu	OP	CGF/ SX-EW	Konzentrat/ Kathode	0,84	0,87
31	El Soldado	Manto	LA	Cu	OP/UG	CGF/ SX-EW	Konzentrat/ Kathode	0,77	0,78
32	Collahuasi	Porphyry	LA	Cu, Mo	OP	CGF/ SX-EW	Konzentrat/ Kathode	1,05	1,07

Fortsetzung Tabelle 5.1: Verwendete Datensätze für die empirische Datenanalyse.

Nr	Mine	Produktion t Cu/Jahr	Produktion ^{a)} kt Erz/Jahr	Tiefe m	SR	E _{gesamt} GJ/t Cu	STD	E _{direkt} GJ/t Cu	STD	E _{indirekt} GJ/t Cu	STD	Jahre
1	Highland Valley	164.827	47.310	800	0,5	28,9	4,6	8,1	2,8	20,9	1,8	2004-2007
2	Alumbrera	145.536	34.851	500	3,0	36,9	6,3	15,7	3,1	21,2	3,3	2007-2012
3	Ernest Henry	93.777	11.619	530	5,0	26,3	7,3	18,1	5,5	8,3	1,9	2007, 2008, 2010
4	Ok Tedi	162.305	23.398	500	1,7	25,6	4,5	13,1	3,7	12,5	1,4	2005-2012
5	Esperanza	142.733	27.253	140	2,9	34,6	5,7	13,9	5,0	20,7	4,4	2011-2013
6	Los Pelambres	364.971	56.617	300	1,2	16,0	1,4	4,8	1,4	11,2	0,5	2007-2013
7	Prominent Hill	104.498	8.668	140	6,4	26,9	6,5	16,7	7,6	10,2	2,6	2009-2012
8	Prominent Hill	82.989	10.402	140	0,1	51,5	4,5	38,0	2,8	13,5	1,7	2013-2014
9	Northparkes	51.607	5.733	500	0,1	17,0	1,2	1,4	0,9	15,6	0,4	2011-2013
10	Northparkes	46.417	5.440	321	0,1	25,1	12,7	6,9	4,4	18,2	8,6	2005-2010
11	Golden Grove	22.883	1.193	1.000	0,1	27,0	11,9	11,4	6,0	15,5	5,9	2008-2010
12	Pyhäsalmi	13.625	1.477	1.450	0,1	23,7	1,4	1,7	0,0	22,0	1,3	2006-2009
13	Çayeli	30.229	887	500	0,1	10,3	0,7	2,3	0,2	8,1	0,6	2003-2009
14	Neves Corvo	70.677	3.056	700	0,1	16,5	6,3	4,5	1,5	12,0	4,9	2007-2015
15	Mt Lyell	25.889	2.370	1.000	0,1	20,8	1,0	5,4	0,4	15,4	0,7	2007-2013
16	Andina	227.183	25.720	462	0,1	14,7	2,6	4,2	1,5	10,5	1,2	2004-2012
17	Mantoverde	59.863	15.412	125	3,0	24,7	3,1	6,4	8,1	4,9	6,0	2003-2014
18	Sepon	61.559	3.274	300	5,0	30,9	6,4	11,8	8,6	13,3	7,5	2007-2011
19	El Tesoro	95.886	8.172	250	5,2	19,9	3,1	9,7	3,2	10,2	0,4	2009-2013
20	Radomiro Tomic	384.901	60.474	300	1,5	24,3	5,6	11,4	2,6	12,9	3,5	2004-2012
21	Michilla	42.317	5.080	200	2,0	44,7	7,0	31,4	7,2	13,3	0,4	2007-2012
22	Mt Isa ^{b)}	217.058	6.410	1.100	0,1	23,2	4,8	11,5	10,9	4,9	4,5	2005-2012
23	El Teniente	411.395	47.321	446	0,1	21,9	1,1	6,6	3,9	16,6	1,0	2004-2012
24	Palabora	69.545	12.023	1.200	0,1	85,5	16,4	50,5	6,2	35,1	12,6	2005-2012
25	Bingham Canyon	231.498	47.568	900	2,0	84,7	12,1	k. A.	k. A.	k. A.	k. A.	2003-2012
26	Chuqui-camata	505.717	58.334	939	3,0	28,6	7,2	15,6	3,8	13,0	3,9	2004-2012
27	Salvador	68.111	16.368	150	1,8	57,2	11,5	27,3	6,0	30,0	5,7	2004-2012
28	Toquepala	178.000	77.152	530	4,5	25,6	3,1	12,7	1,7	12,7	2,1	2005-2008
29	Los Bronces	279.526	29.447	500	9,2	21,3	2,6	4,0	4,5	7,5	8,0	2005-2014
30	El Soldado	170.433	15.706	375	8,8	31,1	19,2	8,4	13,9	6,4	8,6	2010-2014
31	El Soldado	89.899	8.929	253	8,7	39,8	19,6	11,6	16,5	6,9	9,5	2005-2009
32	Collahuasi	447.027	52.543	315	1,0	20,1	6,8	9,6	4,8	10,6	2,3	2006-2013

^{a)} Für Minen, die keine Angaben zu den gewonnenen Erzmengen machen, wird die Erzmenge anhand der Produktionsmenge von Kupfer und des angegebenen Erzgehalts (OG) sowie einer angenommenen Prozesseffizienz von 90 % abgeschätzt: produzierte Menge Erz = produzierte Menge Kupfer/OG/0,9. Die Qualität der Schätzung wurde anhand der Minen überprüft, welche die Erzmenge in den Berichten angeben. Dabei wurden die berechneten Erzmengen mit den angegebenen Erzmengen verglichen. Es ergibt sich eine durchschnittliche Abweichung von +4 %.

^{b)} 2005-2009 keine Daten zum direkten und indirekten Energiebedarf; Daten beziehen sich nur auf Cu, keine Allokation notwendig. Erklärungen: E_{gesamt} = direkter plus indirekter Energiebedarf, E_{direkt}: Vor Ort Verbrauch an fossilen Energieträgern wie z. B. Diesel, E_{indirekt} = Vor Ort genutzte, aber üblicherweise außerhalb produzierte Energie, z. B. Elektrizität. Abkürzungen: OG – Erzgehalt, IOCG – Eisenoxid-Kupfer-Gold-Lagerstätte, VMS – Vulkanogene Massivsulfid-Lagerstätte, SEDEX – Sedimentäre exhalative Lagerstätte, NA – Nordamerika, LA – Lateinamerika, AS – Asien, AUS – Australien, EU – Europa, AF – Afrika, OP – Tagebau, UG – Untertagebau, CGF – *Crushing, grinding, floating* (Aufbereitung: Zerkleinern, Mahlen, Flotieren), S – Schmelzen, R – Raffinieren, SX-EW – Solventextraktion und *electrowinning*, STD – *Standarddeviation* (Standardabweichung).

5.1.2.2 Ergebnisse der empirischen Datenanalyse zu den Einflussfaktoren

Nachfolgend sind die Ergebnisse der graphischen Auswertung dargestellt.

Erzgehalt, Abbaumethode, Lagerstättentyp und Nebenprodukte

In Abbildung 5.1 sind Daten für Minen, die Kupferkonzentrat herstellen, untergliedert nach Abbaumethode bzw. Lagerstättentyp in einem Energiebedarf-Erzgehalt-Diagramm dargestellt. Für den gesamten Energiebedarf (Abbildung 5.1a) und b)) zeigt sich, dass Minen, die einen niedrigeren Erzgehalt aufweisen, tendenziell auch höhere Energieaufwendungen haben. Diese Beobachtung bestätigt den Einfluss der Konzentration auf den Energiebedarf. Ab einem Erzgehalt von kleiner 1 % Cu steigen die Energiebedarfe überproportional. Betrachtet man die Abbaumethode (Abbildung 5.1a)), so haben Untertagebau (engl. *underground*, UG)-Minen häufig einen höheren Erzgehalt (ca. 1-5 % Cu) als Tagebau (engl. *open pit*, OP)-Minen oder Minen, die gemischt abbauen (MIX) (ca. 0,4-1,5 % Cu). Die Schnittmenge aller Abbautypen liegt etwa bei einem Erzgehalt von 1 % Cu, dabei sind UG-Minen tendenziell etwas energieintensiver (Gesamtenergiebedarf) als OP- bzw. MIX-Minen. Auch scheinen UG-Minen teilweise einen hohen Anteil an Nebenprodukten zu haben, was durch die Betrachtung der Cu-Äq deutlich wird. Dies liegt darin begründet, dass jeder Lagerstättentyp eigene Charakteristika aufweist (siehe dazu Kapitel 2.2.1). Vergleicht man Abbildung 5.1a) und d), so wird deutlich, dass Lagerstätten des Typs Vulkanogene Massivsulfide (VMS) fast ausschließlich im Untertagebau abgebaut werden und einen relativ hohen monetären Wert an Nebenprodukten (Zn und Pb) haben. Zum Teil werden hier auch Cu- und Zn-Erze separat abgebaut und in verschiedenen Anlagen behandelt (z. B. Neves Corvo und Golden Grove). Die Energiebedarfe werden jedoch für beide Erze gemeinsam berichtet. Eine separate Erfassung wäre hier wünschenswert, um die Vergleichbarkeit der Ergebnisse zu erhöhen. Tendenziell kann angenommen werden, dass die Ergebnisse pro Tonne Cu-Äq in solchen Fällen den Aufwand pro Tonne Cu widerspiegeln. Porphyrische und IOCG-Lagerstätten werden bevorzugt im Tagebau oder gemischt abgebaut. Beim direkten Energiebedarf (Abbildung 5.1b)) zeigen UG-Minen kaum eine Abhängigkeit vom Erzgehalt, jedoch beim indirekten Energiebedarf (Abbildung 5.1c)). UG-Minen scheinen insgesamt vermehrt Elektrizität anstelle von Diesel zu verwenden (siehe Abbildung 5.1b) und c)). Bei den OP-Minen besteht eine größere Streuung des direkten Energiebedarfs, aus der sich kein Trend ableiten lässt. Jedoch zeigt sich beim indirekten Energiebedarf ein Anstieg mit sinkendem Erzgehalt.

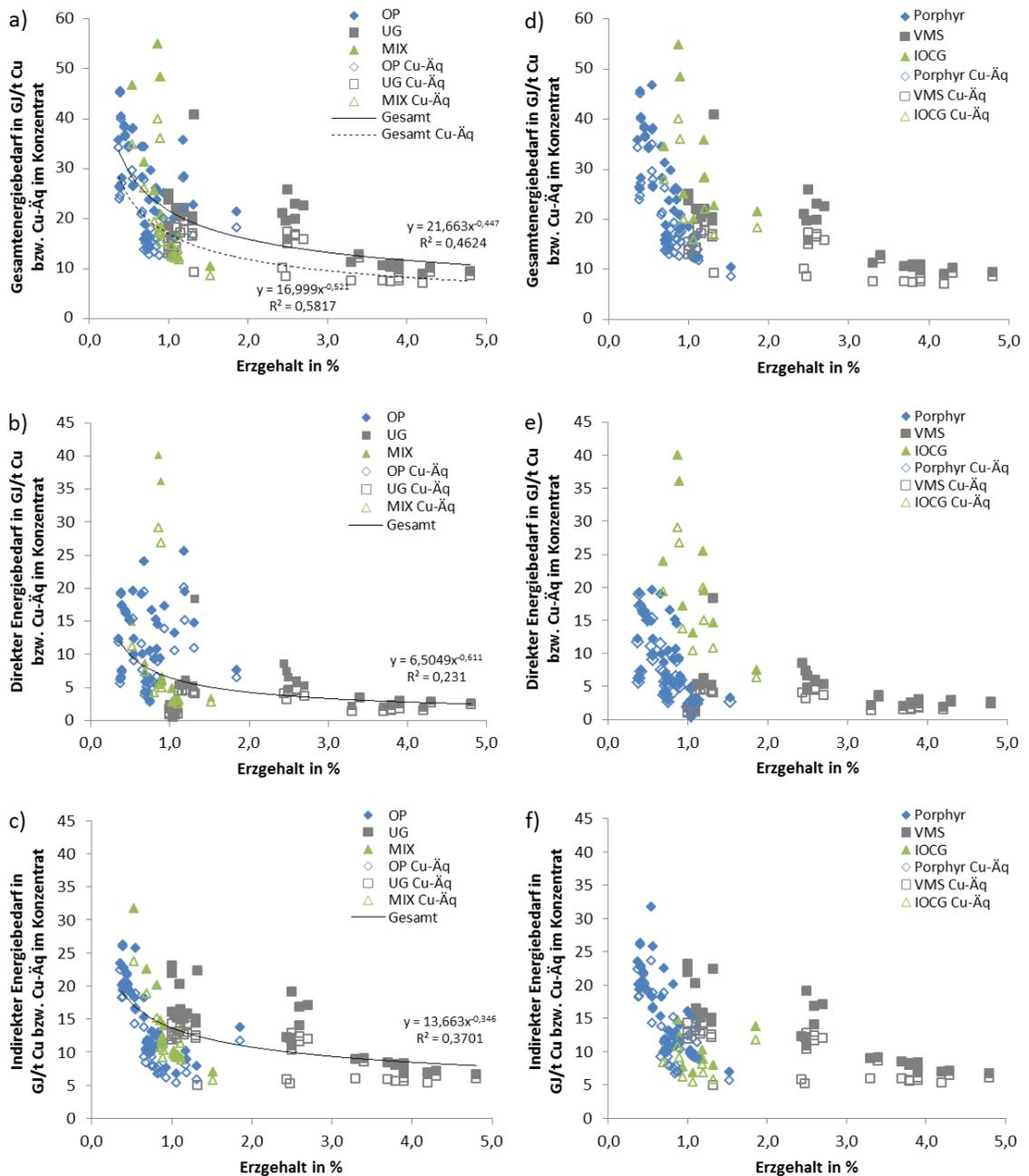


Abbildung 5.1: Zusammenhang zwischen Energiebedarf, Erzgehalt und Abbaumethode bzw. Lagerstättentyp bei Minen, die Kupferkonzentrat herstellen: Die Teilabbildungen a) bis c) zeigen den Einfluss der Abbaumethode (OP = Tagebau, UG = Untertagebau, MIX = gemischt). Die Teilabbildungen d) bis f) zeigen den Einfluss des Lagerstättentyps (Porphyry, VMS = Vulkanogene Massivsulfide, IOCG = Eisenoxid-Kupfer-Gold). Die Teilabbildungen a) und d) zeigen den gesamten, b) und e) den direkten, c) und f) den indirekten Energiebedarf jeweils in Abhängigkeit vom Erzgehalt. Zur Berücksichtigung von Nebenprodukten sind in der Abbildung die Cu-Äquivalente (Cu-Äq) ebenfalls dargestellt.

Minen, die direkt Kupferanoden oder -kathoden¹⁰ herstellen, sind weniger geeignet, den Einfluss der betrachteten Faktoren zu ermitteln, da insgesamt wenig Datensätze dieser Kategorien in den gesammelten Daten vorhanden sind.

Insgesamt bestätigen alle Datensätze gemeinsam jedoch den mit abnehmenden Erzgehalten tendenziell steigenden Energiebedarf (Abbildung 5.2). Bei der Interpretation von Abbildung 5.2 ist jedoch darauf zu achten, dass einige Energiewerte sich auf Kupferkonzentrat beziehen, andere auf Kupferanoden oder Kupferkathoden. Alle stellen unterschiedliche Fertigungsstufen dar. Kathoden haben einen Kupfergehalt von rund 99,95 % Cu, Anoden von etwa 99 % Cu und ein Konzentrat enthält etwa 30 % Cu. In der Kategorie Produktmix sind Minen enthalten, die unterschiedliche Produkte herstellen. Zudem handelt es sich bei der Pyro- und Hydrometallurgie um unterschiedliche Verfahren. Betrachtet man die Minen, welche Kupfer hydrometallurgisch herstellen (rote Rechtecke), so lässt sich kein eindeutiger Zusammenhang zwischen Erzgehalt und Energiebedarf herstellen. Die Nebenprodukte, die als Cu-Äq berücksichtigt sind, haben bei dieser umfassenden Betrachtung einen geringeren Einfluss auf den Verlauf der Kurve als bei der Betrachtung der Minen, die Konzentrate herstellen. Die durchschnittliche Abweichung zwischen den Energiebedarfen pro Tonne Cu-Äq und Tonne Kupfer beläuft sich für alle Datensätze auf 14 %. Für Minen, die nur Konzentrate herstellen, beläuft sich die durchschnittliche Abweichung auf 20 %.

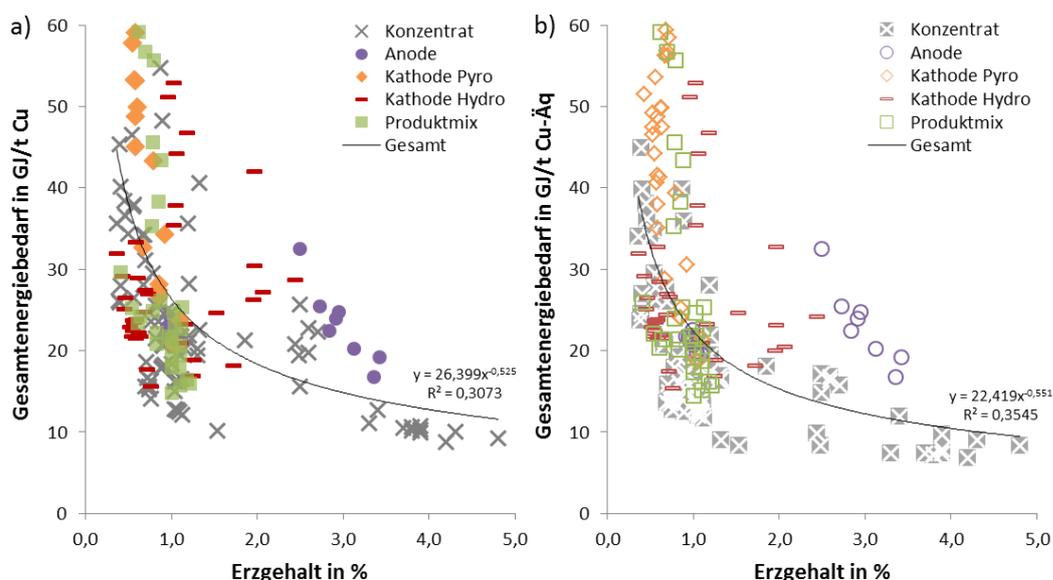


Abbildung 5.2: Zusammenhang zwischen Gesamtenergiebedarf und Erzgehalt aller Datensätze für Kupfer aufgeschlüsselt nach dem Produkt.

Eine Auswertung aller Datensätze nach dem Lagerstättentyp ist in Abbildung A.1 in Anhang A.2 zu finden. Tendenziell zeigt sich eine Gruppierung von Lagerstätten gleicher Art bei ähnlichen Erzgehalten.

SR, Tiefe und Produktionsmenge

Die Daten werden ebenfalls ausgewertet, um Aussagen über den Einfluss des SR, der Tiefe sowie der Produktionsmenge zu machen. Für die Analyse des Einflusses des SR und der Tiefe werden die Daten der Minen verwendet, die Kupferkonzentrat herstellen, da sich die beiden Parameter lediglich auf den Abbau

¹⁰ Kupferanoden werden beim Schmelzen produziert, Kupferkathoden bei der Raffination.

auswirken. Die Produktionsmenge hingegen könnte sich auf alle Prozessschritte auswirken und wird deshalb für alle Datensätze geprüft.

Für das SR erfolgt eine Auswertung nur für OP-Minen, da im Untertagebau prinzipiell sehr wenig Abraum anfällt (siehe z. B. Atlas Copco 2007, S. 5) und ein pauschaler Wert angenommen wurde. Abbildung 5.3a) zeigt die Ergebnisse der Auswertung. Für OP-Minen lässt sich ein linearer Zusammenhang zwischen SR und dem gesamten sowie dem direkten Energiebedarf herstellen. Je höher das SR ist, desto höher ist der Energiebedarf pro Tonne Erz. Der indirekte Energiebedarf zeigt keinen eindeutigen Zusammenhang mit dem SR. Dies weist darauf hin, dass vermehrt dieselbetriebene Maschinen für den Abbau des Gesteins eingesetzt werden. Elektrizität wird hingegen für Prozesse eingesetzt, die nicht direkt mit der abgebauten Menge zusammenhängen.

Hinsichtlich der Abbautiefe lässt sich insgesamt und auch für die einzelnen Abbauverfahren kein eindeutiger Zusammenhang feststellen (Abbildung 5.3b)). Die Analyse zeigt aber nochmals, dass UG-Minen insgesamt energieintensiver sind als OP- oder MIX-Minen. Dies drückt sich verstärkt beim indirekten Energiebedarf aus, da bei UG-Minen mehr Elektrizität eingesetzt wird. Beim direkten Energiebedarf ist kein Unterschied zwischen den Abbaumethoden zu erkennen (siehe Abbildung A.2 in Anhang A.2). Insgesamt zeigt sich, dass der Energiebedarf stärker durch den Abbautyp bestimmt wird als durch die Tiefe.

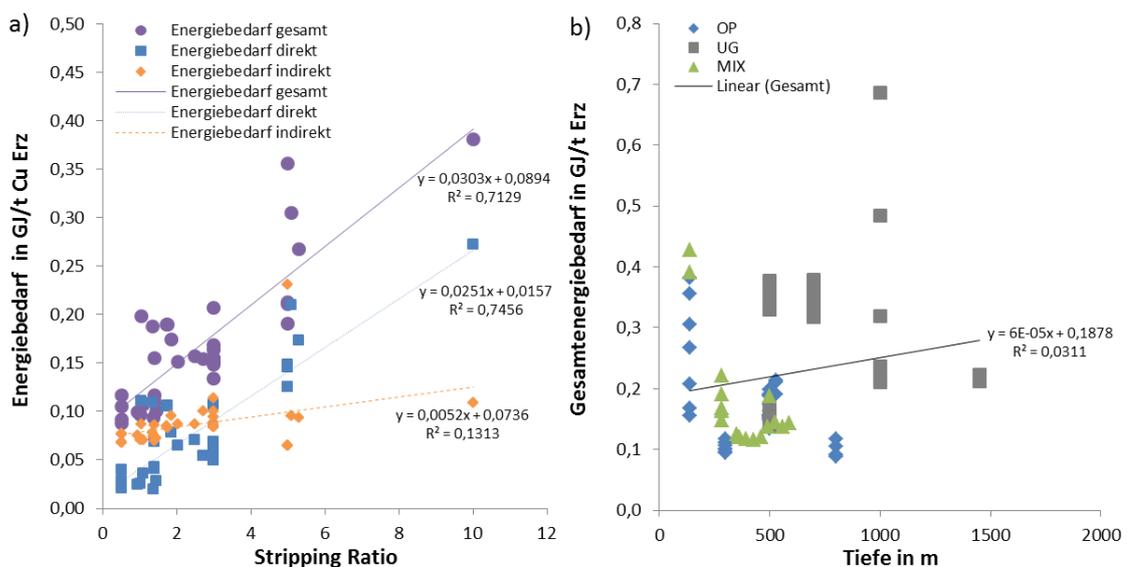


Abbildung 5.3: Zusammenhang zwischen a) Energiebedarf und SR im Tagebau sowie b) Gesamtenergiebedarf und Abbautiefe für Minen, die Kupferkonzentrat herstellen (OP = Tagebau, UG = Untertagebau, MIX = gemischt).

Die unterschiedlichen Abbau- und Gewinnungsmethoden zeigen sich auch als ausschlaggebend hinsichtlich der Produktionsmenge (siehe Abbildung 5.4). UG-Minen, die Konzentrate herstellen und ggf. weiterverarbeiten, haben geringere Kapazitäten als OP-Minen und einen deutlich höheren Energiebedarf pro Tonne Erz. Zwar befinden sich einige OP- und MIX-Minen (Produktionsmenge < 20 Mio. t Erz pro Jahr) in der Nähe der UG-Minen, jedoch sind dies Minen, die eine Transformation von einer OP- zu einer UG-Mine durchlaufen und z. T. ein sehr hohes SR aufweisen. Innerhalb der Abbaumethoden gibt es hinsichtlich des Einflusses der Produktionsmenge keine eindeutige Tendenz bei den UG-Minen. Bei OP-Minen ist mit steigender Produktion ein leichter Abwärtstrend des Energiebedarfs zu erkennen. Minen, die Kupfer ausschließlich hydrometallurgisch gewinnen, haben in der Regel deutlich geringere Produktions-

zahlen und zeigen eine größere Bandbreite an Energiebedarfen als Minen, die Kupfer pyrometallurgisch gewinnen (siehe Abbildung 5.4). Die auch bei niedrigen Produktionszahlen vorhandene Wirtschaftlichkeit ist ein Vorteil der hydrometallurgischen Kupfergewinnung. Die Pyrometallurgie hingegen benötigt einen hohen Durchsatz. (Giurco 2005, S. 183) Die betrachteten Minen, die Erze sowohl pyro- als auch hydrometallurgisch aufbereiten, haben einen deutlich höheren Anteil an pyrometallurgisch gewonnenem Kupfer und repräsentieren daher eher die pyrometallurgische Prozessroute.

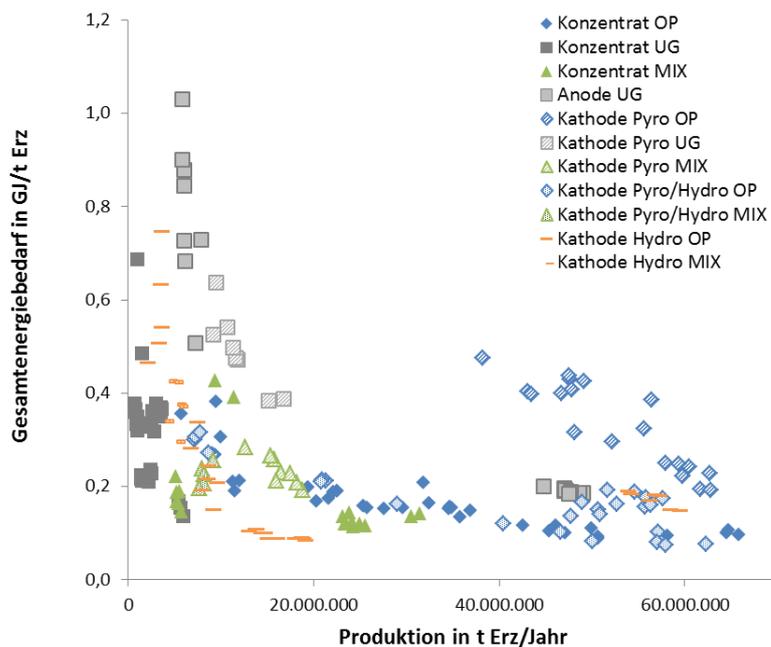


Abbildung 5.4: Zusammenhang zwischen Gesamtenergiebedarf und jährlicher Produktionsmenge bei der Kupfergewinnung (OP = Tagebau, UG = Untertagebau, MIX = gemischt).

5.1.3 Diskussion und Schlussfolgerungen

Im Rahmen der eigenen Analyse konnte die Hypothese des mit sinkendem Erzgehalt steigenden Energieaufwands für den Abbau und die Aufbereitung sowie die Kupfergewinnung insgesamt bestätigt werden. Der Verlauf der Kurve kann durch die Reziproke des Erzgehalts beschrieben werden. Dies deckt sich mit den Erkenntnissen, die in den bereits existierenden Untersuchungen gewonnen wurden. Der Einbezug von Nebenprodukten führt dabei zu einer relativ gleichmäßigen Absenkung der Energie-Erzgehalt-Kurve. Hinsichtlich der beiden Verfahrensrouten konnte für die Hydrometallurgie auch in der eigenen empirischen Analyse kein direkter Zusammenhang zwischen Erzgehalt und Energiebedarf hergestellt werden. Dies könnte dadurch begründet sein, dass bei einer empirischen Analyse nur der Endenergiebedarf berücksichtigt wird. Nicht-energetische Stoffe wie Stahl oder Chemikalien und die mit ihrer Herstellung verbundenen energetischen Aufwände werden nicht in die Analyse einbezogen. Beispielsweise wird bei der Hydrometallurgie das Metall nicht mithilfe einer energieintensiven Zerkleinerung und Flotation, wie dies bei der pyrometallurgischen Route der Fall ist, gewonnen, sondern mithilfe von Säuren aus dem Erz gelöst. Dadurch wird nochmals die Notwendigkeit des Einbezugs der Herstellung von Säuren und anderen nicht-energetischen Materialien deutlich. Zur Ermittlung des KEA werden alle Stoff- und Energieströme betrachtet, wodurch auch nicht-energetische Materialien einbezogen werden und ein Vergleich der

unterschiedlichen Routen aussagekräftig ist. Der modellbasierte Ansatz ermöglicht es zudem, den Einfluss der Elektrizitätsbereitstellung, welche u. a. von Norgate und Rankin (2000) sowie Giurco (2005, S. 207) als relevanter Parameter identifiziert wurde, einzubeziehen.

Für den Lagerstättentyp und die Produktionsmenge wird basierend auf den eigenen Analysen angenommen, dass diese über andere Eigenschaften wie die Abbau- und Gewinnungsmethode, deren Einfluss nochmals bestätigt wurde, sowie den Erzgehalt abgedeckt sind. Mudd (2007a) zeigt zwar, dass für Gold Skaleneffekte vorhanden sind, unterscheidet die Datensätze dabei jedoch nicht nach Abbaotyp. Lagerstättentypen wurden bislang noch nicht untersucht. Die Vernachlässigung der Lagerstättentypen erschwert den Einbezug von Nebenprodukten, da diese vom Lagerstättentyp bestimmt werden (siehe Kapitel 2.2.1). Die Nebenprodukte, wie hier betrachtet, senken den Aufwand, der dem Hauptprodukt (Kupfer) zugerechnet wird und spielen auch für die Abbauwürdigkeit einzelner Lagerstätten eine wichtige Rolle (Craig et al. 2011, S. 16 ff.; Evans 1992, S. 4). Sie werden vorerst vernachlässigt, jedoch in einer Erweiterung des Kupfermodells (siehe Kapitel 7) betrachtet. Eine Parametrisierung nach dem Lagerstättentyp gäbe zudem nur bedingt darüber Aufschluss, welche Erztypen abgebaut werden, wodurch die Anteile der metallurgischen Verfahrensrouten nicht berücksichtigt werden könnten (siehe Tabelle 5.1 sowie Kapitel 2.2.1).

Der Einfluss des SR konnte auch empirisch bestätigt werden. Das SR könnte auch ein Grund dafür sein, dass hinsichtlich der analysierten Daten bei OP-Minen eine größere Streuung des direkten Energiebedarfs besteht und keine eindeutige Abhängigkeit des direkten Energieaufwands vom Erzgehalt hergestellt werden konnte.

Der geringe Einfluss der Tiefe, den Koppelaar und Koppelaar (2016) aufzeigen, konnte im Rahmen der eigenen Analysen bestätigt werden. Die Tiefe kann indirekt über die Abbaumethode, welche einen größeren Einfluss hat, einbezogen werden. Zukünftig könnte jedoch in noch größeren Tiefen abgebaut werden. Arndt et al. (2017, 15 ff.) zeigen, dass die Tiefe der entdeckten Lagerstätten über die Zeit zugenommen hat. Ebenfalls kann angenommen werden, dass die Tiefe bereits im Abbau befindlicher Lagerstätten weiter zunimmt. In diesem Fall würde auch der von Pitt und Wadsworth (1980) aufgezeigte Zusammenhang greifen. Ein weiterer Aspekt, der bislang nicht betrachtet wurde, ist der Einfluss möglicher zukünftiger Entwicklungen, z. B. der Einsatz elektrischer Fahrzeuge. Wie Kocsis und Hardcastle (2003) sowie Halim und Kerai (2013) in ihren Arbeiten zeigen, führt der Einsatz elektrischer Fahrzeuge zu einer Veränderung des Energiebedarfs der Ventilation. Dieser ist dann stärker von der Tiefe abhängig. Die Tiefe ist daher für Prognosen ein relevanter Faktor und wird als Parameter im Modell zur Ermittlung des KEA berücksichtigt. Ebenfalls ein relevanter Faktor für die Prognosen ist der Zerkleinerungsgrad beim Mahlen.

Zusammenfassend lässt sich festhalten, dass der Erzgehalt, das SR sowie die Abbau- und Gewinnungsmethoden relevante Parameter sind, da sie eine positive Korrelation mit der Energie aufweisen. Für die Prognosen sind zusätzlich die Tiefe und der Zerkleinerungsgrad zu berücksichtigen. Keines der bereits existierenden Modelle eignet sich jedoch zur Ermittlung des KEA, da kein Modell alle als relevant identifizierten Parameter enthält. Häufig werden die unterschiedlichen Abbaumethoden vernachlässigt. Dennoch können die Modelle als Grundlage für die Modellierung dienen. Insbesondere die Arbeiten von Chapman (1973) bzw. Chapman und Roberts (1983) sowie Rankin (2011) sind als Grundlage geeignet, da sie allgemeingültige Ansätze darstellen, die durch eine Modularisierung und Parametrisierung an spezifische Gegebenheiten angepasst werden können.

5.2 Modell zur Bestimmung des kumulierten Energieaufwands der Metallgewinnung

5.2.1 Ansatz zur Modellierung von Stoff- und Energieströmen und deren Bewertung

5.2.1.1 Modellierung und Bewertung der Stoff- und Energieströme

Um den KEA der Metallgewinnung modellhaft zu bestimmen, muss zunächst der Bedarf an energetischen und nicht-energetischen Materialien der Prozesse bestimmt werden, die direkt an der Herstellung des Produkts, hier des Metalls, beteiligt sind (Vordergrundprozesse). Hierzu wird ein Stoff- und Energiestrommodell aufgestellt.

Bei der Modellierung der Vordergrundprozesse wird in dieser Arbeit zwischen folgenden Arten von Strömen unterschieden:

- Hauptströme: Massenströme, welche das Material der Wertschöpfungskette enthalten, das im Rahmen der Analyse untersucht werden soll. Bei einer *cradle-to-gate* Betrachtung eines Primärmetalls, d. h. einer Betrachtung des Lebenswegs von der Wiege (engl. *cradle*) bis zum Werkstor (engl. *gate*), entspricht dies dem Materialfluss vom Erz bis zum reinen Metall.
- Sonstige eingehende Stoff- und Energieströme: Für die Prozesse benötigte Menge (Masse oder Energie) an Hilfs- und Betriebsstoffen. Dies können Energieträger wie Elektrizität oder Diesel sein, aber auch weitere Materialien wie Kühlwasser oder Schmiermittel. Diese Stoffströme werden nicht Bestandteil des Hauptflusses, sie werden jedoch abhängig vom Hauptfluss erfasst (z. B. 1 kWh Strom pro Tonne Erz).
- Abfälle und Emissionen: Abfälle entstehen bspw. bei der Metallgewinnung durch die Abtrennung des wertlosen Gesteins vom Mineral oder durch Ineffizienzen in den Prozessen. Ebenfalls können durch die Verwendung der Hilfs- und Betriebsstoffe Emissionen und Abfälle entstehen. Die Verbrennung fossiler Brennstoffe erzeugt z. B. CO₂.

Um den KEA bzw. das GWP der Prozesse bzw. des Systems zu ermitteln, werden die ermittelten Stoff- und Energieströme anhand von Umweltwirkungsfaktoren bewertet. Da es sich bei den Prozessen der Metallgewinnung um eine Aufkonzentration handelt, d. h. keine weiteren Rohstoffe Produktbestandteil werden, ergibt sich der KEA bzw. das GWP aus dem Einsatz der Hilfs- und Betriebsstoffe. Die Umweltwirkungsfaktoren für die Hilfs- und Betriebsstoffe werden durch eine Bewertung der Systeme bestimmt, welche die betrachteten Materialien herstellen (auch als Hintergrundprozesse bzw. -daten bezeichnet). Somit wird nicht nur der Aufwand der direkt an der Metallgewinnung beteiligten Prozesse, sondern auch der Aufwand, der mit der Herstellung der eingesetzten Hilfs- und Betriebsstoffe entsteht, einbezogen.

5.2.1.2 Datenquellen

Für die Vordergrundprozesse werden die Daten zu den Stoff- und Energieströmen sowie Parametern öffentlich zugänglicher und zeitspezifischer Fachliteratur sowie Berichten u. a. von Minenunternehmen entnommen. Die Datenquellen für das Fallbeispiel sind in Kapitel 6 und in Anhang C.1 bis C.4 angegeben.

Für die Hintergrundprozesse wird üblicherweise auf LCA-Datenbanken zurückgegriffen. Eine der bekanntesten Datenbanken ist ecoinvent (Wernet et al. 2016), welche auch in der vorliegenden Arbeit verwendet wird. Ecoinvent enthält jedoch nur derzeit verwendete Prozesse zur Herstellung von Roh-

Hilfs- und Betriebsstoffen. Für frühere Jahre muss demnach auf andere Datenquellen zurückgegriffen werden. Hier stehen vereinzelt Berichte zur Verfügung, die zeitspezifische Werte für den KEA und das GWP einzelner Materialien wie Stahl oder Erdgas angeben. Sind solche Daten nicht vorhanden, werden Abschätzungen basierend auf anderen Jahren oder Indikatoren getroffen. Für das Fallbeispiel sind Angaben zu den verwendeten Werten und deren Ermittlung in Anhang C.5 zu finden. Für die Elektrizitätsbereitstellung, deren Einfluss entsprechend der Ergebnisse in Kapitel 5.1 entscheidend ist, wird eine einheitliche Methodik verwendet, um zeitspezifische Werte für den KEA und das GWP zu bestimmen. In einem ersten Schritt wird dazu der Primärenergiebedarf für die erzeugte elektrische Energie über zeit- und energieträgerspezifische Standardwirkungsgrade ermittelt (siehe Tabelle C.7 auf Seite 160). Dieser Wert wird als KEA verwendet. Streng genommen handelt es sich hier nicht um den KEA, sondern um den Primärenergiebedarf, der in dieser Arbeit als Annäherung angenommen wird. Über die Anteile der Energieträger an der Stromerzeugung des betrachteten Systems kann der KEA für dieses System, bspw. ein Land oder eine Mine, berechnet werden. Anschließend wird das GWP über Standardemissionsfaktoren bestimmt. Standardemissionsfaktoren geben an, welche Menge an CO₂ bei der Verbrennung einer Einheit eines fossilen Energieträgers entsteht. Werte dazu können z. B. IEA/OECD (2009, S. I.24) entnommen werden. Für die Erzeugung von Energie durch erneuerbare Energien wird für das GWP auf Werte der Datenbank ecoinvent zurückgegriffen (siehe Tabelle C.8).

5.2.1.3 Softwareunterstützung

Es bieten sich verschiedene Programme an, die zur Modellierung der Energie- und Stoffströme und Ermittlung der Umweltwirkungen verwendet werden können. Umberto (ifu Hamburg GmbH 2016) ist ein Tool zur Durchführung von Stoffstromanalysen und deren Umweltbewertung. Vorteil der Software ist die Integration der LCA-Datenbank ecoinvent und damit eine einfache Verknüpfung von Stoffströmen mit deren Umweltwirkungen. Auch die graphische Modellierung, Darstellung sowie Auswertung der Stoff- und Energieströme z. B. anhand sogenannter Sankey-Diagramme ist ein Vorteil dieser Software. Der Einsatz von Umberto scheint besonders dann sinnvoll, wenn eine Vielzahl an Wirkungskategorien betrachtet oder sehr komplexe Prozessketten abgebildet werden. Ein weniger spezialisiertes und weitaus bekannteres Tool, welches für die Berechnung der Stoffströme und anschließende Bewertung infrage kommt, ist Microsoft Excel. Excel bietet zwar nicht die Möglichkeit der graphischen Modellierung des Stoffstroms, die Möglichkeiten der Berechnung der Stoffströme entsprechen jedoch denen in Umberto. Ein deutlicher Nachteil von Excel ist jedoch, dass keine Datenbank hinterlegt ist und die Werte damit händisch eingepflegt werden müssen. Dies ist besonders bei der Betrachtung mehrerer Wirkungskategorien aufwändig. Zumindest bei einfacheren Systemen scheinen die Berechnung und Auswertung in Excel jedoch schneller und flexibler. Dies trifft besonders zu, wenn zusätzlich der zeitliche Aspekt bei der Modellierung berücksichtigt wird, da dann der Vorteil der integrierten Datenbank bei Umberto wegfällt. Die in den Datenbanken hinterlegten Materialien und dementsprechend ihre Umweltwirkungen beziehen sich immer auf die Gegenwart. Wird daher die Vergangenheit bewertet, müssen auch in Umberto zeit- und produktbezogene Umweltwirkungen eingepflegt werden.

Da in dieser Arbeit eine zeitliche Bewertung erfolgen soll und eine moderate Komplexität vorliegt, wird Excel zur Berechnung und Bewertung der Stoffströme verwendet.

5.2.2 Beschreibung des Modells der Metallgewinnung

Basierend auf der erläuterten Methodik soll nun das in dieser Arbeit verwendete Modell zur Ermittlung des KEA bzw. GWP der Metallgewinnung beschrieben werden.

In einem ersten Schritt ist es notwendig, das betrachtete System und seine Grenzen unter Einbezug der Zielsetzung zu definieren. Die vorliegende Arbeit bezieht sich auf die globale Gewinnung von Primärme-

tallen, d. h. die Herstellung eines Metalls aus natürlichen Quellen. Dabei wird ausgehend von der Entnahme des Erzes aus der Erdkruste der gesamte Herstellungsprozess bis hin zu einer definierten Menge an (fast) reinem Metall betrachtet. Die betrachteten Prozesse sollen dabei die global vorherrschenden Methoden und Technologien berücksichtigen. Das Modell ist so aufgebaut, dass es den KEA bzw. das GWP pro Masseneinheit Metall ermittelt. Die Exploration wird nicht berücksichtigt. Basierend auf den gemachten Auswertungen, die in Anhang B zu finden sind, wird angenommen, dass die Exploration zu vernachlässigen ist. Setzt man die Kosten als Abschätzung für den Aufwand an, dann sind die Kosten für die Exploration im Vergleich zu den Produktionskosten sehr gering. Eine Analyse der Kosten sieben großer Bergbaubetriebe im Jahr 2015 ergab, dass die Explorationskosten durchschnittlich nur rund 1,5 % der sonstigen Produktionskosten entsprachen. Auch eine grobe Abschätzung des Energiebedarfs durch Expertenangaben ergab eine ähnliche Größenordnung. Ebenfalls von der Betrachtung ausgeschlossen sind die Erschließung der Mine sowie die Renaturierung, da angenommen wird, dass deren Aufwände im Vergleich zum laufenden Betrieb ebenfalls gering sind.

Das Modell muss für alle betrachteten Zeiträume aufgestellt werden. Das bedeutet, dass die Stoff- und Energieströme der Prozesse für jeden Zeitraum zu erfassen und zu bewerten sind. Aufgrund der Übersichtlichkeit wird dies in der nachfolgenden Modellbeschreibung nicht explizit berücksichtigt. Die Beschreibung fokussiert sich dabei auf die Ermittlung des KEA, welcher zentraler Indikator ist. Die Ermittlung des GWP erfolgt identisch, jedoch müssen im Gegensatz zum KEA zusätzlich die direkten Emissionen u. a. durch die Verbrennung von fossilen Energieträgern in den Vordergrundprozessen berücksichtigt werden.

5.2.2.1 Gesamtmodell

Der Prozess zur Metallgewinnung wird in die drei Module Abbau, Aufbereitung und Metallurgie unterteilt (siehe Abbildung 5.5). Meist stehen für die Herstellung eines Metalls verschiedene Verfahren zum Abbau und zur weiteren Verarbeitung zur Verfügung, die, wie in Kapitel 5.1 erläutert, einen Einfluss auf den Energiebedarf der Metallherzeugung haben und als Parameter in das Modell einbezogen werden. Das heißt, die einzelnen Module können unterschiedliche Prozesse enthalten, durch deren Kombination sich mehrere Prozessrouten r ergeben. Dies wurde im Modell wie in folgender Abbildung schematisch dargestellt betrachtet:

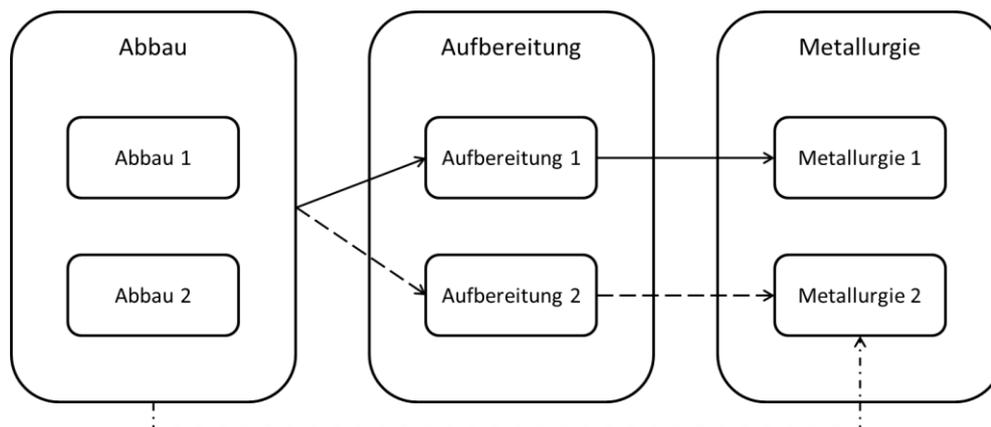


Abbildung 5.5: Module der Metallgewinnung und deren Kombination zu Prozessrouten. Die verschiedenen Linien stellen die Prozessrouten dar.

Der Anteil der einzelnen Routen F_r wird bei der Bewertung des Gesamtsystems wie folgt berücksichtigt:

$$KEA_{\text{gesamt}} = \sum_r KEA_r \cdot F_r \quad (5.3)$$

KEA_{gesamt} = Gesamter kumulierter Energieaufwand des Systems in MJ-Äq/t Metall
 KEA_r = Kumulierter Energieaufwand der Route r in MJ-Äq/t Metall
 F_r = Anteil der Route r an der Gesamtproduktion

Dabei gilt

$$\sum_r F_r = 1 \quad (5.4)$$

Für jede Route r ergibt sich der KEA_r aus der Summe der drei Module Abbau, Aufbereitung und Metallurgie:

$$KEA_r = KEA_{\text{Abbau}} + KEA_{\text{Aufbereitung}} + KEA_{\text{Metallurgie}} \quad (5.5)$$

KEA_{Abbau} = Kumulierter Energieaufwand des Moduls Abbau in MJ-Äq/t Metall
 $KEA_{\text{Aufbereitung}}$ = Kumulierter Energieaufwand des Moduls Aufbereitung in MJ-Äq/t Metall
 $KEA_{\text{Metallurgie}}$ = Kumulierter Energieaufwand des Moduls Metallurgie in MJ-Äq/t Metall

Der KEA des Abbaus KEA_{Abbau} ergibt sich aus den Anteilen der beiden Abbaumethoden Tagebau F_{OP} und Untertagebau F_{UG} an der gesamten abgebauten Menge:

$$KEA_{\text{Abbau}} = F_{\text{OP}} \cdot KEA_{\text{OP}} + F_{\text{UG}} \cdot KEA_{\text{UG}} \quad (5.6)$$

F_{OP} = Anteil des Tagebaus am Gesamtabbau
 KEA_{OP} = KEA des Tagebaus in MJ-Äq/t Metall
 F_{UG} = Anteil des Untertagebaus am Gesamtabbau
 KEA_{UG} = KEA des Untertagebaus in MJ-Äq/t Metall

Dabei gilt

$$F_{\text{OP}} + F_{\text{UG}} = 1 \quad (5.7)$$

Zwischen den drei Modulen Abbau, Aufbereitung und Metallurgie können Transporte der Zwischenprodukte anfallen, die bei Bedarf zusätzlich modelliert werden müssen.

Im Folgenden werden die einzelnen Module genauer beschrieben und der Einfluss der in Kapitel 5.1 als relevant ermittelten Parameter Erzgehalt, SR, Tiefe und Zerkleinerungsgrad erläutert.

5.2.2.2 Abbau

Das Erz kann entweder im Tagebau oder im Untertagebau abgebaut werden. Einige Minen nutzen auch beide Verfahren. In einem ersten Schritt wird das Erz durch eine Sprengung gelöst. Dazu werden Bohrungen gemacht und mit Sprengstoff gefüllt. Dieser Prozessschritt fällt wie auch die weiteren Prozessschritte des Abbaus sowohl für das Erz als auch für den Abraum an, welche hier zusammengefasst als Gestein bezeichnet werden. Das Gestein wird anschließend auf ein Transportmittel geladen und aus der

Mine transportiert. Für den Transport können unterschiedliche Transportmittel zum Einsatz kommen. In der vorliegenden Arbeit wird der Transport via Trucks als Status quo beim Tagebau angenommen. Im Untertagebau wird der Transport via Schacht angenommen. Ein Schacht scheint besonders bei hohen Produktionsmengen attraktiv. Kleinere Minen nutzen oft auch Trucks, die das Gestein über eine spiralförmig angelegte Strecke an die Erdoberfläche transportieren. Häufig findet anschließend oder bereits in der Mine eine erste grobe Zerkleinerung des Gesteins statt. Dies dient entweder zur Erleichterung der späteren Weiterverarbeitung oder des Transports. Im Untertagebau ist zusätzlich eine Belüftung (engl. *ventilation*) notwendig. Zudem wird beim Untertagebau das Gestein in der Mine aus den verschiedenen Abbauorten an eine Sammelstelle gebracht und von dort zentral an die Erdoberfläche transportiert. Abbildung 5.6 zeigt die einzelnen Prozessschritte der verschiedenen Abbaumethoden. Tagebau und Untertagebau sind parallel existierende Methoden. Die enthaltenen Prozessschritte laufen sequentiell ab. Ausnahme ist die Ventilation. Diese wurde als parallel ablaufender Prozessschritt dargestellt, da es sich hier nicht um eine direkte Verarbeitung des Gesteins handelt, sondern um einen Hilfsprozess.

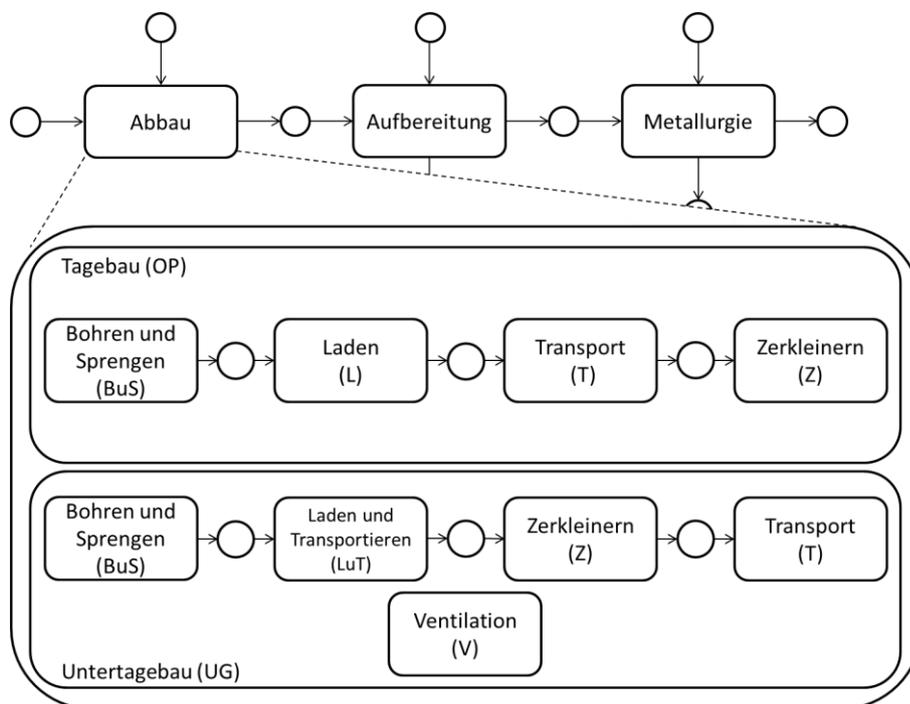


Abbildung 5.6: Verfeinerung des Moduls Abbau.¹¹

Der gesamte KEA ergibt sich für den Abbau (Tagebau oder Untertagebau) aus der Summe der KEAs der einzelnen Prozessschritte. Für jeden Prozessschritt ist jedoch der Einfluss der Parameter, welche in Kapitel 5.1 identifiziert wurden, zu berücksichtigen.

Stripping ratio

Das *SR* gibt die Menge an Abraum an, die pro Menge abgebautem Erz anfällt. Für den Abraum sind dieselben Prozessschritte notwendig wie für das Erz. Das heißt, der Aufwand aller Prozessschritte wird pro Tonne Erz erfasst und mit $(1 + SR)$ multipliziert. Ausnahme ist die Ventilation beim Untertagebau, diese wird lediglich als abhängig vom Erz angegeben.

¹¹ Die Kreise in der Abbildung dienen zur Veranschaulichung der Bezugsquellen der Roh-, Hilfs- und Betriebsstoffe oder die Kreise nehmen die (Zwischen-)Produkte und Abfällen auf.

Tiefe

Die Tiefe d einer Mine wirkt sich unter aktuellen Voraussetzungen ausschließlich auf die Transportstrecke aus. Je tiefer die Mine, desto länger die Transportdistanz. Für den Tagebau, bei welchem ein Transport via Truck angenommen wird, kann eine Annäherung über die vom Transportmittel zu bewältigende Steigung st vorgenommen werden (Camm 1991). Diese Annäherung ist auch bei Verwendung eines Förderbands möglich. Wird der Transport wie im Untertagebau mit einem Schacht durchgeführt, so ist ein direkter Zusammenhang zwischen Tiefe d und dem Verbrauch an Hilfs- und Betriebsstoffen bzw. dem KEA des Transports gegeben.

Zukünftig kann sich die Tiefe durch die zunehmende Elektrifizierung im Untertagebau auch auf den Ventilationsaufwand auswirken. Leider existieren bislang nur wenig Arbeiten zu den Auswirkungen der Elektrifizierung auf den Energiebedarf der Ventilation (z. B. Kocsis und Hardcastle 2003; Halim und Kerai 2013), weshalb eine zuverlässige Bewertung nur bedingt möglich ist. Dennoch wird für diese Arbeit ein Zusammenhang zwischen dem Energiebedarf der Ventilation und der Tiefe einer rein elektrischen UG-Mine basierend auf der verfügbaren Literatur hergeleitet. Dabei ist zu betonen, dass es sich hier lediglich um eine grobe Annäherung handelt. Für eine zuverlässige Aussage bedarf es weiterer Forschung. Bei dieselbetriebenen Minen dient die Ventilation in erster Linie der Verdünnung der Abgase, um so eine sichere Arbeitsumgebung zu schaffen. Der dazu notwendige Luftstrom wird in dieser Arbeit als ausreichend für alle Tiefen angenommen. (Kocsis und Hardcastle 2003; Bluhm et al. 2003) Bei sehr tiefen Minen und in Abhängigkeit der geographischen Lage kann zusätzlich eine Kühlung verwendet werden, der Energiebedarf hierfür liegt nach La Vergne (2008, S. 177) zwischen 3 und 12 kWh/t Erz. Dies wird hier aufgrund des allgemeingültigen Ansatzes nicht berücksichtigt. Bei einer mit elektrischen Fahrzeugen betriebenen Mine hingegen ist keine Ventilation zur Verdünnung der Abgase notwendig. Die Regulierung der Temperatur ist daher der bestimmende Faktor für die Ventilation elektrischer Minen. Dies gilt auch in Abwesenheit von Menschen, da Elektromotoren wärmeempfindlich sind. Die Temperatur steigt mit zunehmender Tiefe und somit auch der benötigte Luftstrom, welcher die Leistung der Ventilation P_V und somit deren Energiebedarf beeinflusst (Hardcastle und Kocsis 2004):

$$P_V = R_{Wi} \cdot Q^3 \quad (5.8)$$

- P_V = Leistung der Ventilation in W oder Nm/s
- R_{Wi} = Widerstandsfaktor in Ns^2/m^8
- Q = Luftstrom in m^3/s

R_{Wi} kann wie folgt berechnet werden (siehe z. B. McPherson 1988):

$$R_{Wi} = \frac{k \cdot l \cdot Per}{A^3} \quad (5.9)$$

- k = Reibungsfaktor in kg/m^3
- l = Länge des Luftwegs in m
- Per = Umfang des Luftwegs in m
- A = Querschnittsfläche des Luftwegs in m^2

Die Länge des Luftwegs fließt direkt in die Formel zur Bestimmung der erforderlichen Belüftungsleistung ein. Aufgrund des komplexen Aufbaus von Minen mit mehreren Verzweigungen kann jedoch nicht angenommen werden, dass eine Erhöhung der Tiefe auch zu einer proportionalen Verlängerung des Luftwegs führt. Deshalb wird die Entwicklung des Luftstroms mit der Tiefe basierend auf Angaben anderer Arbeiten hergeleitet.

Bei Kocsis und Hardcastle (2003) steigt der Luftstrom bei einem Anstieg der Minentiefe von 240 m auf 900 m um 3 % pro 100 m. Bei Halim und Kerai (2013) bei einem Anstieg der Tiefe von 600 m auf 1000 m um 15 % pro 100 m, zzgl. wird noch eine Kühlung der Luft notwendig. In dieser Arbeit wird ein Anstieg von 10 % pro 100 m zusätzlicher Tiefe angenommen und keine Kühlung. Der neue Luftstrom Q_{neu} berechnet sich wie folgt:

$$Q_{neu} = Q_{alt} + (d_{neu} - d_{alt}) \cdot I_Q \cdot Q_{alt} \quad (5.10)$$

Q_{neu} = Luftstrom bei neuer Tiefe in m^3/s

Q_{alt} = Luftstrom bei ursprünglicher Tiefe in m^3/s

d_{neu} = neue Tiefe der Mine in m

d_{alt} = ursprüngliche Tiefe der Mine in m

I_Q = Anstieg des Luftstroms pro 100 m = 0,1/100m

Ist Q_{neu} bekannt, kann mit Gleichung (5.8) der Energiebedarf ermittelt werden, woraus sich ein mit steigender Tiefe überproportional zunehmender Energiebedarf für die Ventilation ergibt (siehe Abbildung 5.7).

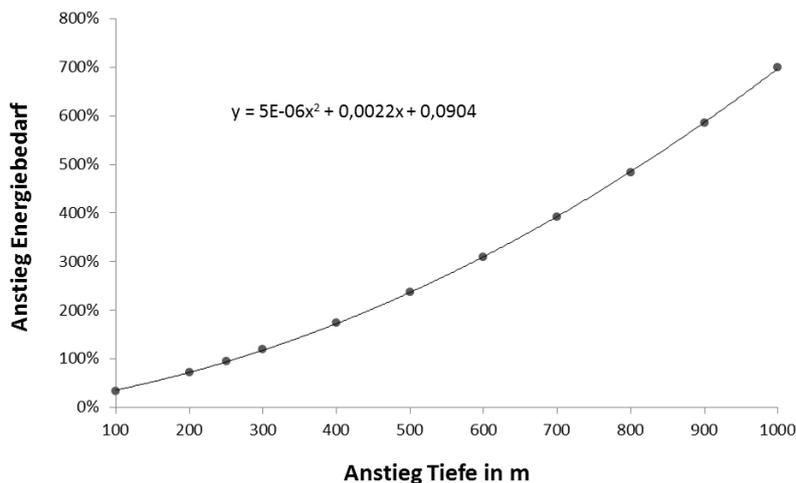


Abbildung 5.7: Zusammenhang Tiefe und Energiebedarf.

Die angenommene Veränderung des Luftstroms pro 100 m ist mit Unsicherheiten verbunden und wird im Rahmen einer Sensitivitätsanalyse in Kapitel 6.5.1 überprüft.

Erzgehalt

Wie viel Erz abgebaut werden muss, um eine Tonne Metall zu gewinnen, hängt vom Erzgehalt OG ab. Alle Aufwände pro Tonne Erz müssen dementsprechend durch den Erzgehalt OG geteilt werden, um den Aufwand pro Tonne Metall zu erhalten.

In den Prozessschritten fallen zudem (Metall-)Verluste an, die durch die jeweiligen Gewinnungsraten R berücksichtigt werden.

Somit kann der KEA für den Tagebau KEA_{OP} bzw. Untertagebau KEA_{UG} wie folgt berechnet werden. Die verwendeten Abkürzungen für die Prozessschritte sind Abbildung 5.6 zu entnehmen.

Tagebau

$$KEA_{OP} = \frac{(KEA_{BuS} + KEA_L + KEA_T \cdot \frac{d}{\sin st} \cdot 2 + KEA_Z) \cdot (1 + SR)}{OG_q \cdot R_{Aufbereitung\ q} \cdot R_{Metallurgie\ q}} \quad (5.11)$$

- KEA_{BuS} = KEA des Prozessschritts BuS in MJ-Äq/t Erz
 KEA_L = KEA des Prozessschritts L in MJ-Äq/t Erz
 KEA_T = KEA des Prozessschritts T in MJ-Äq/(t Erz·km)
 d = Tiefe der Mine in km
 st = Steigung der Transportstrecke in Grad
 KEA_Z = KEA des Prozessschritts Z in MJ-Äq/t Erz
 SR = Stripping Ratio
 $R_{Aufbereitung\ q}$ = Gewinnungsrate der Substanz q im Modul Aufbereitung
 $R_{Metallurgie\ q}$ = Gewinnungsrate der Substanz q im Modul Metallurgie

Untertagebau

$$KEA_{UG} = \frac{(KEA_{BuS} + KEA_{LuT} + KEA_Z + KEA_T \cdot d) \cdot (1 + SR) + KEA_V}{OG_q \cdot R_{Aufbereitung\ q} \cdot R_{Metallurgie\ q}} \quad (5.12)$$

- KEA_{LuT} = KEA des Prozessschritts LuT in MJ-Äq/t Erz
 KEA_V = KEA des Prozessschritts V in MJ-Äq/t Erz

5.2.2.3 Aufbereitung

Die Aufbereitung verarbeitet das abgebaute Erz. Teilweise findet hier nur eine Zerkleinerung und Sortierung statt. Dies trifft jedoch hauptsächlich auf Baustoffe zu. Bei Metallen wird nach der Zerkleinerung (meist grobe Zerkleinerung und anschließende Mahlung) bereits eine Abtrennung unerwünschter Materialien (Rückstände, engl. *tailings*) vorgenommen. Abbildung 5.8 zeigt die Abfolge von Prozessschritten, wie sie gewöhnlich bei der Aufbereitung von Metallen vorkommt. Für die Abtrennung können unterschiedliche Verfahren eingesetzt werden, wobei die Flotation das gebräuchlichste ist (Bustillo Revuelta 2017, S. 19; Rankin 2011, S. 142).

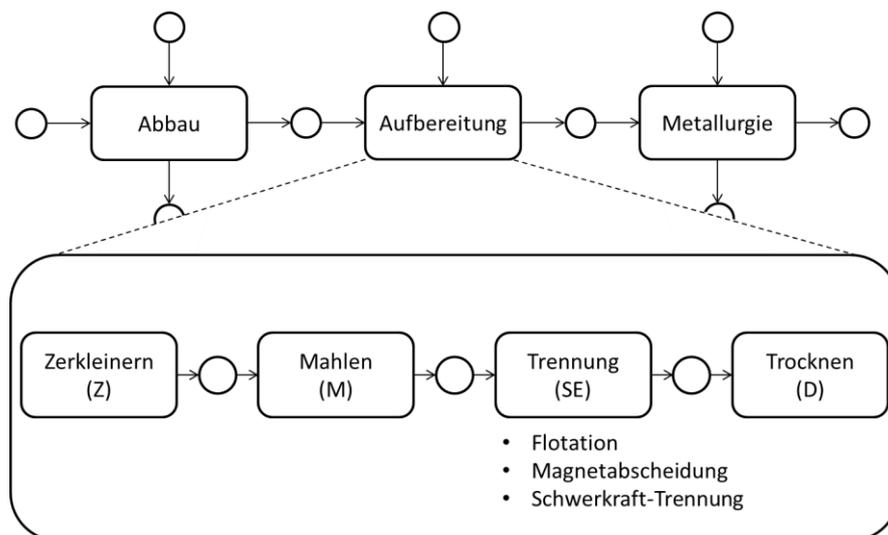


Abbildung 5.8: Verfeinerung des Moduls Aufbereitung.

Erzgehalt

Entsprechend dem Abbau wirkt sich der Erzgehalt OG auch bei der Aufbereitung auf die zu bearbeitende Menge an Erz und somit auf den KEA der Aufbereitung $KEA_{\text{Aufbereitung}}$ aus:

$$KEA_{\text{Aufbereitung}} = \frac{KEA_Z + KEA_M + KEA_{SE} + KEA_D}{OG_q \cdot R_{\text{Aufbereitung } q} \cdot R_{\text{Metallurgie } q}} \quad (5.13)$$

KEA_Z	= KEA des Prozessschritts Z hier in MJ-Äq/t Erz
KEA_M	= KEA des Prozessschritts M in MJ-Äq/t Erz
KEA_{SE}	= KEA des Prozessschritts SE in MJ-Äq/t Erz
KEA_D	= KEA des Prozessschritts D in MJ-Äq/t Erz

Zerkleinerungsgrad

Das Mahlen ist der energieintensivste Schritt. Eine Abschätzung des notwendigen Energieeinsatzes kann über Bond's Law (siehe Formel (5.14)) vorgenommen werden. Dazu ist der erzspezifische Work Index Wi zu kennen sowie die Eingangs- und Ausgangsgröße F und P des Materials.

Bei der Bewertung eines Metalls können der Zerkleinerungsgrad sowie der Work Index Wi als konstant angenommen werden. Jedoch ist auch vorstellbar, dass sich die abbauwürdigen Erztypen zukünftig ändern und ggf. feiner gemahlen werden muss. Um dies zu berücksichtigen, werden der Zerkleinerungsgrad (über die eingehende und ausgehende Durchgangsgröße F und P) wie auch der Work Index Wi , als zusätzlicher Parameter, einbezogen. Zur Ermittlung des Bedarfs an elektrischer Energie beim Mahlen, welcher den KEA maßgeblich bestimmt, wird folgende Formel verwendet:

$$e_{\text{elektrisch}} = 10 \cdot Wi \left(\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right) \quad (5.14)$$

$e_{\text{elektrisch}}$	= Fluss an elektrischer Energie im Prozessschritt M in kWh/t Erz
Wi	= Work Index in kWh/t Erz
P	= Durchgangsgröße von 80 % des Massendurchgangs des Ausgangsmaterials in μm
F	= Durchgangsgröße von 80 % des Massendurchgangs des Eingangsmaterials in μm

5.2.2.4 Metallurgie

Welches metallurgische Verfahren bzw. welche Kombination von Verfahren angewandt wird, hängt von dem Metall und dem Erztyp sowie den Begleitmineralien bzw. -stoffen ab. Ziel ist die Entfernung der unerwünschten Stoffe, um das reine Metall bzw. die gewünschte Verbindung von Stoffen zu erhalten. Grundsätzlich kann bei den Verfahren zwischen der Pyro- und der Hydrometallurgie unterschieden werden. Die Reaktionen bei der Pyrometallurgie finden für gewöhnlich bei sehr hohen Temperaturen zwischen Gasen und festen bzw. geschmolzenen Materialien statt. Bei der Hydrometallurgie laufen die Reaktionen meist bei geringer Temperatur und in wässrigen Lösungen ab. Zusätzlich gibt es noch die Elektrometallurgie, die beide Verfahren tangiert, da sie in wässrigen Lösungen, aber auch bei hohen Temperaturen stattfindet. (Rankin 2011, S. 155)

Nach Rankin (2011, S. 170) kann grob zwischen den vier Schritten Vorbehandlung, Extraktion, Raffination und Metallgewinnung unterschieden werden. Für jeden Schritt kommen unterschiedliche Verfahren infrage. Beispiele sind Abbildung 5.9 zu entnehmen. Es werden nicht immer alle Prozessschritte durchlaufen. Der Prozessschritt der Metallgewinnung ist z. B. insbesondere für hydrometallurgisch gewonnene Metalle von Bedeutung.

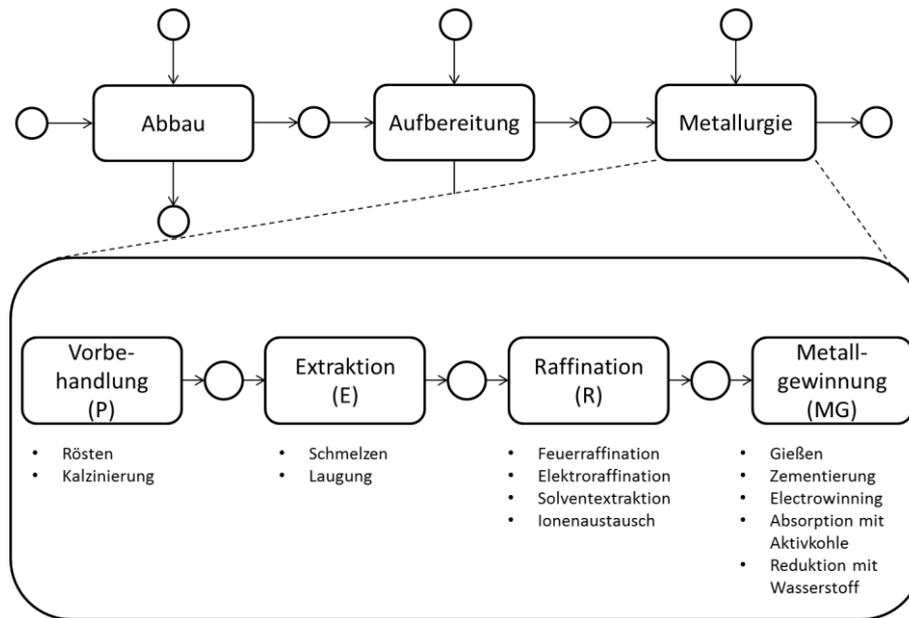


Abbildung 5.9: Verfeinerung des Moduls Metallurgie.

Die Pyrometallurgie kann in den meisten Fällen unabhängig vom Erzgehalt angesehen werden, da die Eingangsstoffe wie ein Konzentrat eine definierte Zusammensetzung haben, die nur geringfügig variiert bzw. deren Variation nur geringe Auswirkungen auf den Verbrauch hat:

$$KEA_{\text{Metallurgie}} = \frac{KEA_P}{R_{Pq} \cdot R_{Eq} \cdot R_{Rq} \cdot R_{MGq}} + \frac{KEA_E}{R_{Eq} \cdot R_{Rq} \cdot R_{MGq}} + \frac{KEA_R}{R_{Rq} \cdot R_{MGq}} + \frac{KEA_{MG}}{R_{MGq}} \quad (5.15)$$

- KEA_P = KEA des Prozessschritts P in MJ-Äq/t Metall-Input
- KEA_E = KEA des Prozessschritts E in MJ-Äq/t Metall-Input
- KEA_R = KEA des Prozessschritts R in MJ-Äq/t Metall-Input
- KEA_{MG} = KEA des Prozessschritts MG in MJ-Äq/t Metall-Input
- R_{Pq} = Gewinnungsrate des Metalls q im Prozessschritt P
- R_{Eq} = Gewinnungsrate des Metalls q im Prozessschritt E
- R_{Rq} = Gewinnungsrate des Metalls q im Prozessschritt R
- R_{MGq} = Gewinnungsrate des Metalls q im Prozessschritt MG

Die Gesamtgewinnungsrate der Metallurgie $R_{\text{Metallurgie } q}$ ergibt sich aus dem Produkt der Gewinnungsraten der Prozessschritte:

$$R_{\text{Metallurgie } q} = R_P \cdot R_E \cdot R_R \cdot R_{MG} \quad (5.16)$$

Dennoch gibt es auch metallurgische Prozesse, auf welche der Erzgehalt Auswirkungen hat.

Erzgehalt

Bei der Laugung (engl. *leaching*) des Erzes, einem hydrometallurgischen Verfahren, fallen die Stoff- und Energieströme pro Tonne Erz an. Damit gilt für den Prozessschritt des Laugens:

$$KEA_{\text{Laugung pro Tonne Metall}} = \frac{KEA_{\text{Laugung pro Tonne Erz}}}{OG_q \cdot R_{\text{Metallurgie } q}} \quad (5.17)$$

KEA_{Laugung} = KEA des Prozessschritts Laugung in MJ-Äq pro angegebener Einheit

Für die folgenden Schritte dient dann die Lösung als Input, welche wie auch das Konzentrat eine definierte Zusammensetzung aufweist.

6 Historische und zukünftige Entwicklung des Aufwands der Kupfergewinnung

Der entwickelte Bewertungsansatz wird für Kupfer beispielhaft angewandt. Kupfer wurde gewählt, da es seit jeher eine zentrale Rolle in der menschlichen Entwicklung einnimmt und auch zukünftig, z. B. beim Ausbau erneuerbarer Energien, in großen Mengen benötigt wird (Kleijn et al. 2011). Weitere Informationen zu Kupfer und dessen Eignung als Fallbeispiel sind in Kapitel 6.1 gegeben. In Kapitel 6.2 werden die zeitspezifischen Modelle für die Kupfergewinnung beschrieben, deren Ergebnisse in Kapitel 6.3 vorgestellt werden. Anschließend wird die mögliche zukünftige Entwicklung des Aufwands der Kupfergewinnung diskutiert (Kapitel 6.4). In Kapitel 6.5 werden die Modelle validiert.

Teile dieses Kapitels wurden bereits im Artikel „*Historical, Current, and Future Energy Demand from Global Copper Production and Its Impact on Climate Change*“ in der Zeitschrift *Resources* (Rötzer und Schmidt 2020) sowie im Buchbeitrag *Primär- und Sekundärmetalle und ihre Klimarelevanz* (Schmidt et al. 2020) veröffentlicht.

6.1 Hintergrund zur Kupfergewinnung

Kupfer ist seit dem Chalkolithikum (4500-3300 v. Christus) bekannt (CDA 2020), wobei die erste Nutzung von Kupfer im Nahen Osten sogar auf etwa 8000 v. Christus zurückgeht (Greene 1986, S. 141; basierend auf Tylecote 1976). Seither nimmt das Metall eine wichtige Rolle in der menschlichen Entwicklung ein. Der Kupferbedarf, welcher einer der höchsten Metallbedarfe darstellt, ist im letzten Jahrhundert stark gestiegen und betrug im Jahr 2018 rund 24,5 Mio. t (ICSG 2019, S. 5). Zu Beginn des 20. Jahrhunderts lag der Verbrauch noch bei unter 2 Mio. t (USGS 2014).

Kupfer ist ein gut formbares und beständiges Metall, das sich besonders durch die Eigenschaften der elektrischen Leitfähigkeit und Wärmeleitfähigkeit auszeichnet (nur Silber hat eine höhere Leitfähigkeit). Zudem können zahlreiche Legierungen mit Kupfer hergestellt werden, um spezifische Anforderungen zu erfüllen. Messing und Bronze zählen zu den am weitesten verbreiteten Legierungen, wobei Bronze lange Zeit das wichtigste „Metall“ für die Menschheit war (Neukirchen und Ries 2014, S. 56). Zu den heutigen Hauptanwendungsbereichen von Kupfer zählen vor allem die Elektrotechnik und Energie sowie das Bauwesen, wo es z. B. in Form von Kabeln und Rohren eingesetzt wird (ICSG 2019, S. 44 ff.).

Die durchschnittliche Konzentration von Kupfer in der oberen Erdkruste beträgt 28 µg/g (Rudnick und Gao 2014). Kupfer kommt gediegen oder als Verbindung vor, wobei die Verbindung mit Eisen und Schwefel in Form des Minerals Chalkopyrit die wichtigste Quelle für den Kupferabbau darstellt. Daneben werden auch oxidische Erze wie Malachit abgebaut, diese entstehen durch Oxidation der sulfidischen Erze und bilden daher meist die obere Schicht von Lagerstätten. Insgesamt spielen oxidische Erze aber eine untergeordnete Rolle (Schlesinger et al. 2011, S. 1).

Die bedeutendsten Lagerstätten sind porphyrischer Art und machen rund 60 bis 75 % des weltweit abgebauten Kupfers aus (Neukirchen und Ries 2014, S. 57; Dorner 2013). Große Kupferlagerstätten haben einen Erzgehalt von etwa 0,5-1,5 % Cu. Kleine Lagerstätten benötigen einen höheren Erzgehalt, um

wirtschaftlich zu sein. (Neukirchen und Ries 2014, S. 165 ff.) Die einzelnen Lagerstättentypen und ihre Eigenschaften wurden bereits in Kapitel 2.2.1 vorgestellt. Kupfer wird weltweit abgebaut, wobei Chile mit einem Anteil von ca. 30 % die wichtigste Abbauregion darstellt (ICSG 2018, 2019). In Chile befinden sich viele der bekanntesten Lagerstätten, wie Chuquicamata und La Escondida. Auch in Europa wird Kupfer abgebaut und raffiniert. Ein bekanntes Beispiel ist die Mine Aitik der Boliden Group in Schweden, welche sich selbst als weltweit effizienteste OP-Mine bezeichnet (Boliden 2019b, S. 22 u. 24). Dort wird Kupfer trotz eines sehr geringen Erzgehalts ($> 0,3\%$ Cu; Boliden 2019b, S. 112) wirtschaftlich abgebaut.

Kupfer kommt ausschließlich in harten Gesteinen vor, weshalb es im Bergbau über die klassischen Prozessschritte Bohren, Sprengen, Laden und Transportieren abgebaut wird. Ob der Abbau im Tagebau oder unter Tage stattfindet, hängt von den spezifischen Eigenschaften der Lagerstätte ab. Porphyrische Lagerstätten befinden sich oft oberflächennah, können sich aber in die Tiefe erstrecken. Entscheidend ist bei den porphyrischen Lagerstätten deren enorme Größe, was den großtechnischen Abbau ermöglicht. Betrachtet man die historische Entwicklung, so wurde der großtechnische Abbau zu Beginn des 20. Jahrhunderts mit der Einführung von großen elektrischen Schaufeln und anderen Maschinen im Tagebau möglich. Der Untertagebau wurde zunehmend unattraktiver, da er nicht fähig war, den gleichen Durchsatz zu erzielen (siehe Kapitel 3). Erst mit Einführung der *Caving*-Verfahren können ähnliche Kapazitäten wie im Tagebau erreicht werden (Arndt et al. 2017, S. 109). Dies führt z. T. zur Umwandlung bislang im Tagebau abgebauter Lagerstätten zu Untertagebetrieben, z. B. bei einer der größten Kupferminen Chuquicamata (Epiroc 2015), oder zur Entwicklung neuer großer Lagerstätten, die im Untertagebau abgebaut werden (Arndt et al. 2017, S. 107). Nach dem Abbau wird Kupfer abhängig vom Erztyp pyro- oder hydrometallurgisch gewonnen. Seit den 1970er Jahren zeigt sich ein Anstieg des Anteils des hydrometallurgisch produzierten Kupfers an der Gesamtproduktion (Mudd und Jowitt 2018). Die Vorteile der Hydrometallurgie liegen in den niedrigen Investitionskosten, der hohen Flexibilität hinsichtlich der Produktionszahlen, der Unempfindlichkeit hinsichtlich der im Erz enthaltenen Störstoffe und dem Wegfall des energieintensiven Mahlens (ECI 2018; Giurco 2005, S. 183). Andererseits ist sie derzeit fast ausschließlich für oxidische Erze nutzbar, was den Einsatz stark einschränkt (Arndt et al. 2017, S. 100).

Auch die Sekundärgewinnung von Kupfer spielt eine wichtige Rolle, da Kupfer sich fast ohne Qualitätsverluste immer wieder aufbereiten lässt. Derzeit werden über 30 % des weltweit hergestellten Kupfers durch Recycling bereitgestellt (ICSG 2019, S. 54). Dennoch ist diese Menge auch in absehbarer Zukunft nicht ausreichend, um den Bedarf zu decken (Elshkaki et al. 2018). Die Primärgewinnung ist daher weiterhin unverzichtbar. Für die zukünftige Primärgewinnung wird angenommen, dass ausreichend Ressourcen in unserer Erdkruste vorhanden sind (Arndt et al. 2017, S. 2; Mudd und Jowitt 2018). Die Gewinnung der Ressourcen aufgrund sinkender Erzgehalte jedoch mit einem steigenden Aufwand verbunden sein wird (Northey et al. 2014; Bardi 2013).

6.2 Die Kupfergewinnung 1930 bis 2010

In diesem Kapitel werden mithilfe des in Kapitel 5.2 vorgestellten Modellansatzes der KEA sowie das GWP der Kupferherstellung bestimmt. Ein wichtiger Aspekt ist die zeitliche Perspektive. Im Rahmen der Arbeit werden die Jahre 1930, 1970 und 2010 betrachtet. Ebenfalls werden mögliche zukünftige Entwicklungen bewertet. Die Jahreszahlen sind dabei stellvertretend für eine Zeitspanne (ca. ± 5 Jahre um die jeweilige Jahreszahl) zu verstehen, da die Recherche exakt jahresspezifischer Angaben nicht möglich ist. Historische Dokumente, die eine Aussage über den Energiebedarf treffen, sind selten, da sich in den vergangenen Jahrzehnten oft auf die monetären Kosten fokussiert wurde. Der Bergbausektor weist insgesamt keine hohe Innovationsdichte auf. Die Zeiträume wurden daher so gewählt, dass große technologische Sprünge berücksichtigt werden. Als frühester Zeitraum wurde 1930 gewählt. Eine Auswertung

früherer Jahre wäre nicht sinnvoll, da durch die Mechanisierung, die erst langsam mit dem Ende des 19. Jahrhunderts einsetzte, ein gegenläufiger Effekt überwogen hätte. Somit wäre ein Vergleich nur bedingt aussagekräftig.

Im Folgenden erfolgt eine Beschreibung der zum jeweiligen Zeitpunkt angenommenen Technologien. Die Modellierung der Modelle erfolgt wie in Kapitel 5.2 beschrieben. Daten zu den Energie- und Stoffströmen der Prozessschritte wurden in Fachliteratur sowie technischen Handbüchern und Produktbeschreibungen recherchiert. Eine detaillierte Übersicht über die Energie- und Stoffströme sowie die Bewertungsfaktoren ist in Anhang C zu finden. Abbildung 6.1, Abbildung 6.2 und Abbildung 6.3 zeigen eine schematische Darstellung des Modells für die verschiedenen Jahre. Eine Übersicht der angenommenen Werte für die wichtigsten Parameter ist in Tabelle 6.1 gegeben. Transporte werden aufgrund der Datenverfügbarkeit nicht berücksichtigt.

6.2.1 Die Kupfergewinnung um das Jahr 1930

Nachfolgend wird der Stand der Technik um das Jahr 1930 beschrieben. Anfang des 20. Jahrhunderts stieg der Kupferbedarf durch die Elektrifizierung stark an, was zu einem Umbruch hin zu Verfahren führte, die es ermöglichten, niedrighaltiges Kupfererz profitabel und in großen Mengen abzubauen (siehe Kapitel 3).

6.2.1.1 Abbau von Kupfererz

Im Jahr 1930 stammten weltweit rund 50 % der globalen Kupferproduktion aus Nordamerika¹², gefolgt von Südamerika¹³ mit rund 20 % sowie Afrika¹⁴ mit etwa 10 %. Die bedeutendsten Abbauländer waren die USA, Chile und Belgisch-Kongo (heute Demokratische Republik Kongo, DRK) (Julihn und Meyer 1933). Im Gegensatz zu heute hatte der Untertagebau damals noch eine größere Bedeutung. In den USA betrug das Verhältnis von Tagebau zu Untertagebau 50:50 (Leong et al. 1940, S. 10 u. 216 f.). Für Chile wird basierend auf den damals bedeutenden Minen Chuquicamata (Finn 1998, S. 247) und El Teniente (Alvear Urrutia 1975, S. 140) ebenfalls ein ausgeglichenes Verhältnis angenommen. Im Kongo hingegen dominierte der Tagebau (Birchard 1940, S. 430). Insgesamt wird daher ein Verhältnis von 50:50 in dieser Arbeit verwendet.

Für den Tagebau werden Daten zur Bingham Canyon Mine der Utah Copper Company¹⁵ in den USA recherchiert, welche seit Beginn des 20. Jahrhunderts zu den wichtigsten Kupferproduzenten weltweit gehört. Eine ausführliche Dokumentation des damaligen Abbaus kann Soderberg (1930, S. 23) sowie Jackson und Hedges (1939, S. 384) entnommen werden. Jackson und Hedges (1939, S. 321) sind ebenfalls Angaben zum Energie- und Sprengstoffverbrauch von UG-Minen zu entnehmen. Bingham Canyon war damals schon relativ tief (450 m), da in den Jahrzehnten zuvor schon andere Metalle wie Gold, Silber und Blei abgebaut wurden. Es wird angenommen, dass die durchschnittliche Tiefe einer OP-Mine bei 250 m lag¹⁶. Der Wert wird entsprechend angepasst. Diese Anpassung hat aber nur geringe Auswirkungen, da die Tiefe im Vergleich zu anderen Parametern nur einen geringen Einfluss hat (siehe auch Kapitel 5.1). Als durchschnittliches SR im Tagebau wird 1,1 angenommen, im Untertagebau ist das SR nicht bekannt und bereits in den Angaben zu den Verbräuchen enthalten (Jackson und Hedges 1939, S. 321,

¹² Enthält USA, Kanada, Mexiko, Kuba und Neufundland.

¹³ Enthält Chile, Peru, Bolivien und Venezuela.

¹⁴ DRK (damals Belgisch-Kongo), Sambia (damals Nordrhodesien), Namibia und Teile Botswanas (damals Deutsch-Südwestafrika), Simbabwe (damals Südrhodesien), Republik Kongo (damals Französisch-Kongo) und Algerien.

¹⁵ Später als Kennecott Utah Copper bekannt; gehört heute zur Rio Tinto Group.

¹⁶ Basierend auf Angaben zu den 1970er Jahren als Maximalabschätzung.

376 u. 384; basierend auf Soderberg 1930). Als global durchschnittlicher Erzgehalt wird ein Wert von 1,7 % Cu angenommen (Crowson 2012).

Die verfügbaren Daten weisen einen geringeren Detaillierungsgrad auf, als sie für die in Kapitel 5.2.2.2 vorgestellte Modellierung des Abbaus notwendig wären. Deshalb wird das Modell entsprechend angepasst und die Stoffströme für den Abbau je nach Datenlage insgesamt oder unterteilt in Abbau (Erz) und *stripping* (Abbau Abraum) erfasst. Eine weitere Verfeinerung in die einzelnen Prozessschritte ist nicht möglich.

Nach dem Abbau folgte die pyro- oder hydrometallurgische Weiterverarbeitung.

6.2.1.2 *Aufbereitung und pyrometallurgische Kupfergewinnung*

Die Pyrometallurgie hatte mit rund 85 % den größeren Anteil an der globalen Kupferherstellung (Newton und Wilson 1942, S. 32).

Auch damals war der Erzgehalt größtenteils schon so gering, dass das Erz vor dem Schmelzen aufbereitet wurde. Dazu wurde es, wie in Kapitel 5.2.2.3 beschrieben, zerkleinert, gemahlen und anschließend mithilfe von Chemikalien flotiert. Die Chemikalien sammeln die wertvollen Mineralien ein und transportieren diese an die Oberfläche, wo sie sich in einem Schaum absetzen, der dann abgeschöpft werden kann. Resultat der Prozessschritte ist ein Kupferkonzentrat. Informationen und Daten zu den Bedarfen an Energie und anderen Hilfs- und Betriebsstoffen sind Berichten über den Bergbausektor wie Martin (1931, S. 11 ff.) und Tenney (1930, S. 18 ff.) entnommen.

Für die metallurgischen Prozessschritte werden hauptsächlich Angaben aus Newton und Wilson (1942), welche die in den 1930er und 40er Jahren verwendeten Prozesse ausführlich beschreiben und mit Beispielen ergänzen, sowie Honeyman (1939) verwendet. Schon zu damaliger Zeit wurden die sulfidischen Erze über die klassische Route des Schmelzens, Konvertierens und Raffinierens verarbeitet. Ziel des Schmelzens ist es, Schwefel und Eisen zu oxidieren. Produkt ist der sogenannte Kupferstein (engl. *matte*)¹⁷ mit einem Kupfergehalt von 45 bis 75 % und eine Schlacke, welche üblicherweise nochmals aufbereitet wird, um das dort noch enthaltene Kupfer zurückzugewinnen (Schlesinger et al. 2011, S. 6). Vor dem Schmelzen fand um das Jahr 1930 teilweise noch eine Röstung des Konzentrats statt, um in erster Linie den Schwefelgehalt des Erzes zu reduzieren. Zum Teil wurde auch nur eine Trocknung des Konzentrats mittels eines Röstlers durchgeführt. Die Beschaffenheit des zu schmelzenden Konzentrats hatte damals wie heute einen Einfluss auf den Schmelzprozess (Newton und Wilson 1942, S. 74). Hier wird basierend auf den Daten zur Aufbereitung (siehe oben) angenommen, dass das Konzentrat bereits auf eine Restfeuchtigkeit von 10 % getrocknet wurde (Martin 1931). Somit findet kein Rösten statt. Für das Schmelzen wird der Einsatz eines *reverberatory furnace* angenommen, welcher damals die wichtigste Technologie darstellte (Newton und Wilson 1942, S. 76). Als Energieträger wurden entweder pulverisierte Kohle, welche hier angenommen wird, Erdgas oder Öl eingesetzt. Nach dem Schmelzen wird die *matte* im Konverter weiter zu Blisterkupfer (engl. *blister copper*) verarbeitet. Beim Konvertieren wird üblicherweise keine zusätzliche Energie zur Wärmeerzeugung benötigt. Damals wurde jedoch Luft eingeblasen, um noch vorhandenes Eisen sowie Schwefel zu entfernen. Für das Einblasen wurde Elektrizität benötigt. Im Anschluss erfolgte die Raffination, um eine Kupferkathode mit einer Reinheit von > 99,99 % Cu herzustellen. Dieser letzte Prozessschritt des Raffinierens wurde prinzipiell durch zwei Methoden durchgeführt, die meist aufeinanderfolgend eingesetzt wurden. Zuerst erfolgte eine Raffination durch Feuer (engl. *fire refining*) und anschließend eine Elektrolyse, bei welcher die aus der Feuerraffination stammenden Anoden weiter zu Kathoden aufbereitet wurden. Die Abfolge der Prozessschritte entspricht der heutigen.

¹⁷ Dieser Begriff wird weiterhin verwendet.

6.2.1.3 Hydrometallurgische Kupfergewinnung

Häufig wird die Erfindung von SX-EW als erste Möglichkeit der Gewinnung von Kupfer aus oxidischen Erzen dargestellt. Dennoch wurden schon vor der Erfindung des Verfahrens solche Erze verarbeitet. Der Anteil des hydrometallurgisch gewonnenen Kupfers an der globalen Primärproduktion betrug in den 1930er Jahren rund 15 % (Newton und Wilson 1942, S. 32).

Es kamen zwei Verfahren zum Einsatz:

- Tanklaugung (engl. *vat leaching*) mit anschließendem *electrowinning*
- Haufenlaugung (engl. *heap leaching*) mit anschließender Zementation (engl. *cementation*)

Dabei stellte die erste Methode die wichtigere dar (Newton und Wilson 1942, S. 314). Es konnten keine detaillierten Angaben zu den Anteilen der beiden Verfahren recherchiert werden, daher wird ein Anteil von 75 % für die Route Tanklaugung und *electrowinning* angenommen. Die beiden Methoden unterscheiden sich kaum hinsichtlich der Laugung. Jedoch wird für die Haufenlaugung ein höherer Verbrauch an Schwefelsäure angenommen, da im Gegensatz zur Tanklaugung die Rückgewinnung der Säure schwierig war (Bell 1930). In den meisten Fällen wurde Schwefelsäure als Laugungsmittel verwendet und über das Erz, welches zerkleinert und entweder in einem Tank gesammelt (Tanklaugung) oder zu einem Haufen angehäuft (Haufenlaugung) wurde, geträufelt. Die Säure löst das Kupfer und andere Stoffe aus dem Erz. Das Produkt ist eine wässrige Lösung (engl. *pregnant leach solution*, PLS), die relativ niedrig konzentriert ist und viele Unreinheiten enthält.

Das der Tanklaugung folgende *electrowinning*, bei dem eine Kupferkathode hergestellt wird, ist ähnlich der Elektroraffination bei der Pyrometallurgie. Es entspricht dem heutigen Prozess. Damals war die Konzentration von Kupfer im Erz und somit in der Lösung ausreichend hoch, um direkt in diesem Prozess verarbeitet zu werden. Für Erze mit einem niedrigeren Kupfergehalt wurde die zweite Methode, die Haufenlaugung mit anschließender Zementation¹⁸, angewandt. Bei der Zementation wird die Lösung mit Eisenschrott versetzt, wodurch das Kupfer ausfällt. Das sogenannte Zementkupfer entspricht in seiner Reinheit jedoch noch nicht den erforderlichen Standards, weshalb es anschließend pyrometallurgisch (Schmelzen und Raffinieren) weiter aufbereitet wurde. Für die Berechnung des Energiebedarfs des Schmelzens wird eine Kupferkonzentration von 75 % für das Zementkupfer angenommen (Newton und Wilson 1942, S. 319; Bell 1930, S. 16). Detailliertere Beschreibungen der Prozesse sind bspw. Newton und Wilson (1942) sowie Bell (1930) zu entnehmen.

¹⁸ Grundsätzlich gab es noch weitere Methoden zur Fällung von Metallen. Die Zementation war jedoch die gebräuchlichste (Newton und Wilson 1942, S. 321).

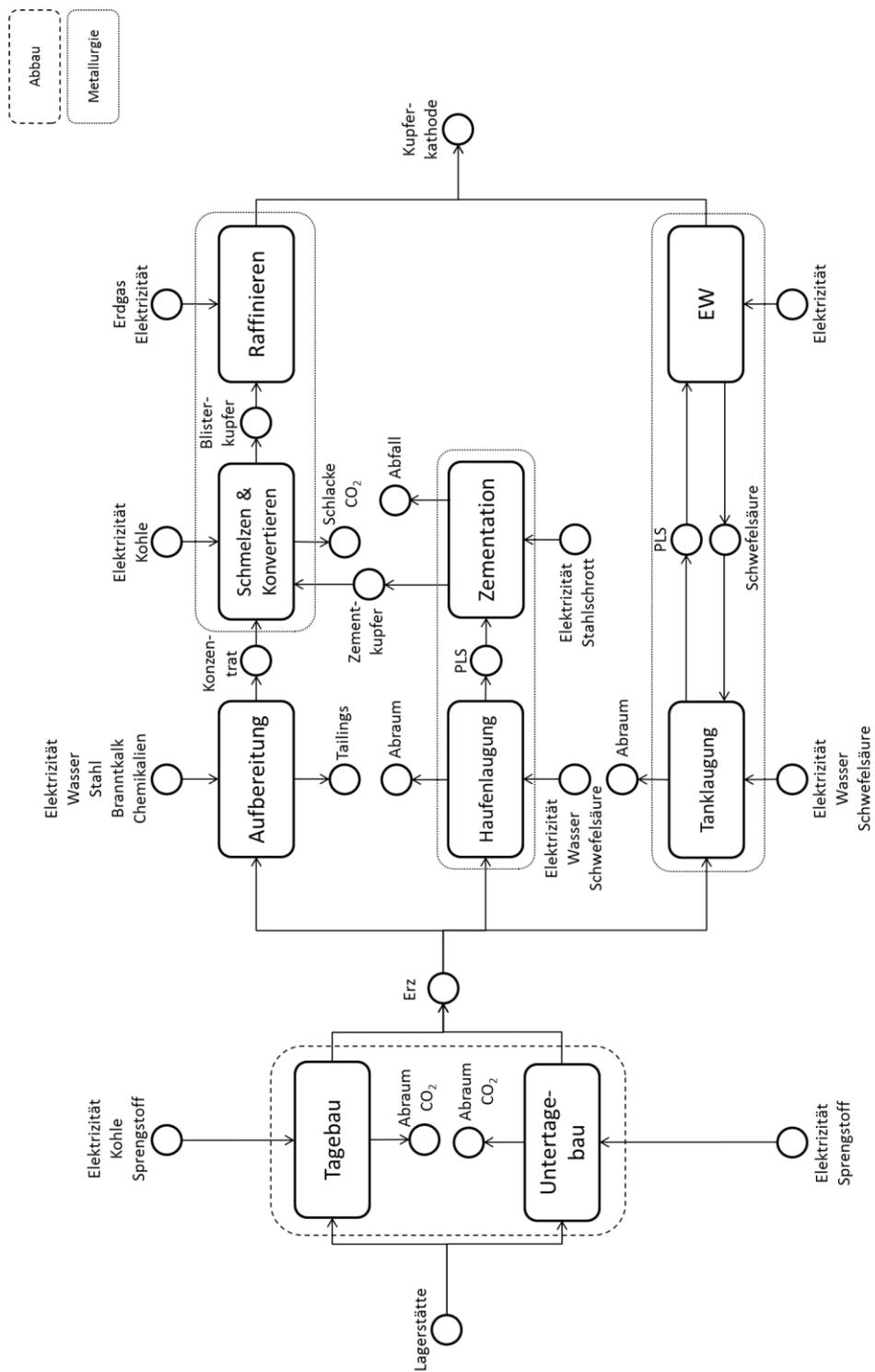


Abbildung 6.1: Schematische Darstellung des Modells der Kupfergewinnung 1930.

6.2.2 Die Kupfergewinnung im Jahr 1970

Für die Kupferherstellung im Jahr 1970 existieren bereits mehrere Arbeiten, die den Energieaufwand analysieren (siehe z. B. Chapman 1973; Gaines 1980; Bravard und Portal 1971; Kellogg und Henderson 1976; Pitt und Wadsworth 1980). Diese Analysen bilden die Grundlage für die hier vorliegende Arbeit.

6.2.2.1 Abbau von Kupfererz

Auch in den 1970er Jahren stammte mit 26 % der größte Teil des weltweit abgebauten Kupfers aus den USA, gefolgt von Chile und Sambia mit jeweils rund 12 % (Schroeder und Cole 1970). In den USA wie auch weltweit waren die porphyrischen Lagerstätten weiterhin die Hauptquelle für die Kupfergewinnung.

Der Abbau von Kupfererz erfolgte nun jedoch größtenteils im Tagebau (Annahme: 70 % basierend auf Angaben in Mikesell (1979, 2011, S. 59))¹⁹. Der global durchschnittliche Erzgehalt lag bei rund 1,3 % Cu (Crowson 2012). Die OP-Minen, aus denen dieses niedrig konzentrierte Erz stammte, erstreckten sich bereits in eine Tiefe von bis zu 500 m. Als durchschnittlicher Wert wird hier entsprechend den Angaben von Pitt und Wadsworth (1980) eine Tiefe von rund 250 m gewählt. Aufgrund des Detaillierungsgrads der Daten zu den Stoffverbräuchen ist ein direkter Einbezug in die Berechnungen jedoch nicht möglich und soll nur als zusätzliche Information gegeben werden. Als durchschnittliches SR beim Tagebau wird ein Wert von 1,9 t Abraum pro Tonne Erz angenommen (Gaines 1980, S. 27; Pitt und Wadsworth 1980, S. 29; Durchschnitt).

Für die vorliegende Arbeit werden die von Chapman (1973) ermittelten Energie- und Stoffströme für den Abbau des Erzes verwendet. Die Parameter werden wie beschrieben angepasst.

6.2.2.2 Aufbereitung und pyrometallurgische Kupfergewinnung

Auch in den Jahren um 1970 war die pyrometallurgische Route mit 85 % an der primären Kupferproduktion weitaus bedeutender als die Hydrometallurgie (Biswas und Davenport 1976, S. 254).

Das abgebaute Erz wurde, wie auch in den anderen Jahren, grob zerkleinert, gemahlen und mittels einer Flotation aufkonzentriert. Für die vorliegende Arbeit wird ebenfalls auf Daten von Chapman (1973) zurückgegriffen.

Die folgende Verarbeitung fand weiterhin hauptsächlich in Schmelzöfen des Typs *reverberatory* statt (Biswas und Davenport 1976, S. 113). Dabei gab es keine großen Veränderungen gegenüber 1930, abgesehen von nach und nach aufkommenden strengeren Umweltauflagen hinsichtlich des Ausstoßes von SO₂ (Rosenkranz 1976). Diese Entwicklung führte Mitte der 70er Jahre auch zur Erfindung und späteren Ausbreitung des Schwebeschmelzverfahrens (engl. *flash smelting*)²⁰, welches heute die Standardtechnologie darstellt. Nach dem Schmelzen fand wiederum die Raffination statt. Daten zur Pyrometallurgie werden größtenteils Biswas und Davenport (1976, S. 343) sowie einem Bericht der *Environmental Protection Agency* (EPA) (1976, S. 37) entnommen.

6.2.2.3 Hydrometallurgische Kupfergewinnung

Mit rund 15 % des weltweit hergestellten Primärkupfers spielte die Hydrometallurgie auch in den 70er Jahren eine untergeordnete Rolle (Biswas und Davenport 1976, S. 254). Dabei wurden weiterhin beide Verfahrensrouten, die Haufenlaugung mit anschließender Zementation sowie die Tanklaugung mit an-

¹⁹ Die Angabe wurde aufgerundet, da sie sich auf die Kupferproduktion und nicht Erzgewinnung bezieht. Da Erze, die im Tagebau gewonnen werden, einen niedrigeren Erzgehalt haben als Erze aus dem Untertagebau, muss im Tagebau auch mehr Erz für die gleiche Menge Kupfer abgebaut werden. Nach Schroeder und Cole (1970) beträgt der Unterschied etwa 5 %.

²⁰ Dieser Begriff wird weiterhin verwendet.

schließendem *electrowinning*, eingesetzt. Im Vergleich zu den 30er Jahren gewann in den 70er Jahren jedoch die Haufenlaugung und Zementation mit nun einem Anteil von 40 % an Bedeutung (Biswas und Davenport 1976, S. 254).

Auch die Prozesse selbst, welche in der Hydrometallurgie zum Einsatz kamen, hatten sich seit den 1930er Jahren kaum verändert. Daten zu den Energie- und Stoffströmen sind leider nur vereinzelt vorhanden und basieren auf Fachliteratur wie Biswas und Davenport (1976). Teilweise müssen auch Schätzungen vorgenommen werden. Eine detaillierte Aufstellung der Daten und Annahmen (für alle Jahre) ist Tabelle 6.1 und Tabelle C.3 in Anhang C.3 zu entnehmen.

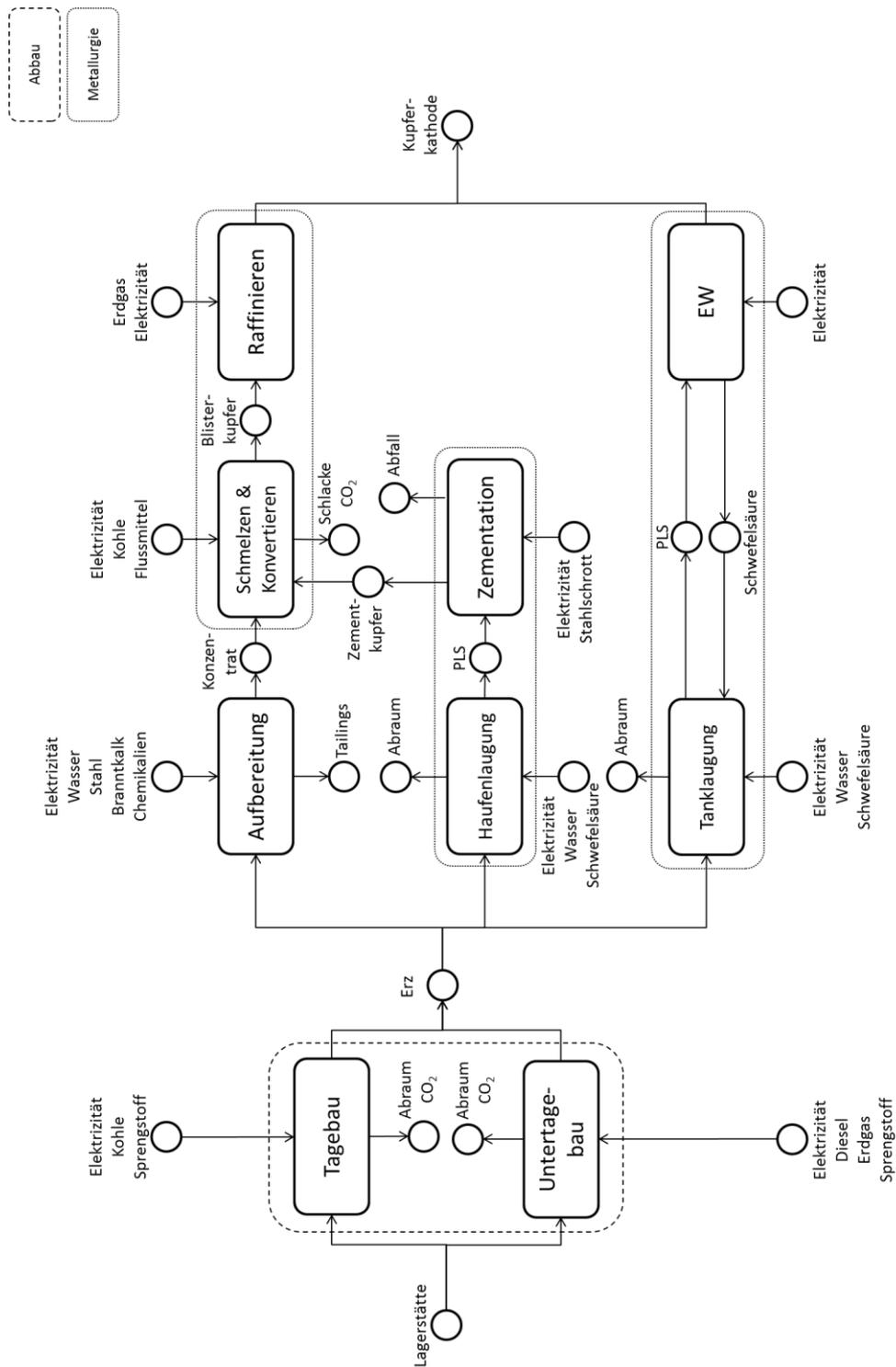


Abbildung 6.2: Schematische Darstellung des Modells der Kupfergewinnung 1970.

6.2.3 Status Quo – die Kupfergewinnung um das Jahr 2010

Im Folgenden werden der auf globaler Ebene um das Jahr 2010 vorherrschende und immer noch aktuelle Stand der Technik sowie die geologischen Gegebenheiten für diesen Zeitraum beschrieben.

6.2.3.1 *Abbau von Kupfererz*

Im Jahr 2010 und auch in den darauffolgenden Jahren stammen rund 35 % des abgebauten Kupfers aus Chile, gefolgt von China, Peru und den USA mit je rund 10 %. (Brininstool und Flanagan 2017; Edelstein 2012) Beim Abbau dominiert im 21. Jahrhundert der Tagebau mit rund 90 % des globalen Erzabbaus (ECI 2018; Giurco 2005, S. 197). Der weltweit durchschnittliche Erzgehalt beträgt rund 0,7 % Cu (Crowson 2012; amegroup 2018). Die durchschnittliche Tiefe einer Kupfermine liegt bei rund 500 m (Harmsen, J. H. M. et al. 2013 basierend auf persönlicher Kommunikation mit Long, K.). Als durchschnittliches SR werden 2,5 t Abraum pro Tonne Erz angenommen, im Untertagebau 0,1 (Atlas Copco 2007, S. 5). Der Abbau erfolgt industriell und in den meisten Fällen in sehr großem Maßstab. Kupferminen wie Chuquicamata oder El Teniente, welche zu den weltgrößten gehören, bauen derzeit rund 385 bzw. 460 Tsd. t Kupfer pro Jahr ab. Die kleinste Mine der Unternehmensgruppe Codelco, Salvador, baut rund 50 Tsd. t Kupfer pro Jahr ab.²¹ (Codelco 2020b)

Nach dem Abbau wird das Erz weiterhin entweder pyro- oder hydrometallurgisch verarbeitet. Eine schematische Darstellung des gesamten Prozesses ist in Abbildung 6.3 dargestellt.

6.2.3.2 *Aufbereitung und pyrometallurgische Kupfergewinnung*

Die Pyrometallurgie ist auch heute noch die bedeutendere Route mit einem Anteil von etwa 80 % der jährlichen Kupferproduktion (Schlesinger et al. 2011, S. 8; Mudd und Jowitt 2018) und wird vorwiegend für sulfidische Erze eingesetzt.

Vor der pyrometallurgischen Behandlung wird das Erz aufbereitet. Dazu wird es weiterhin grob zerkleinert, gemahlen (von etwa 0,15 m auf rund 100 µm (Schlesinger et al. 2011, S. 36)) und anschließend flotiert, um ein Konzentrat mit einem Kupfergehalt von ca. 30 % herzustellen. Bei der Flotation werden heute Chemikalien wie Xanthate, 4-Methyl-2-pentanol (engl. *methyl isobutyl carbinol*, MIBC) und (Brannt-)Kalk eingesetzt. Daten zu den einzelnen Prozessschritten werden Fachliteratur wie Schlesinger et al. (2011) oder Marsden (2008) entnommen.

Anschließend wird das Konzentrat pyrometallurgisch weiterverarbeitet. Dazu wird das Erz in einem ersten Schritt geschmolzen. Das dabei entstehende SO₂, welches, wenn es unbehandelt in die Umwelt entlassen wird, zu erheblichen Schäden führen kann, wird heute aufgefangen und zur Herstellung von Schwefelsäure verwendet. Diese Schwefelsäure wird dann häufig in der Hydrometallurgie zur Laugung eingesetzt. Das im Jahr 2010 am häufigsten eingesetzte Verfahren ist das *flash smelting*. Das Verfahren wird auch als Outokumpu-Verfahren, entsprechend dem Namen der Erfinderrfirma, bezeichnet. Es existieren aber auch weitere Verfahren wie IsaSmelt, Mitsubishi, El Teniente, um ein paar Beispiele zu nennen.

Auf das Schmelzen folgt das Konvertieren. Die am häufigsten eingesetzte Technologie ist der Peirce-Smith Converter. Beim Konvertieren wird heute Sauerstoff eingeblasen. Die durch die exotherme Reaktion entstehende Hitze ist so groß, dass der Prozess ohne weitere Zufuhr von Energie auskommt. Auch hier entsteht wieder SO₂, welches ebenfalls aufgefangen und zu Schwefelsäure umgewandelt wird. (Schlesinger et al. 2011, S. 6 f.) Goonan (2005) hat eine ausführliche Analyse der weltweit eingesetzten Schmelz-

²¹ Die derzeit abgebauten Ressourcen sind im nächsten Jahr erschöpft, werden aber durch neue Projekte wieder erweitert (Codelco 2020a).

verfahren und ihrer Stoffströme zu Beginn des 21. Jahrhunderts durchgeführt. Seine Arbeit dient als Grundlage für die hier durchgeführte Modellierung.

Abschließend wird das Blisterkupfer weiterhin raffiniert. In einem ersten Schritt werden Kupferanoden hergestellt (*fire refining*). Bei der anschließenden Elektroraffination (Elektrolyse) wird das Kupfer elektrochemisch aus den Kupferanoden gelöst und lagert sich an der Kathode, die aus Edelstahl besteht, ab. (Schlesinger et al. 2011, S. 7 f.)

6.2.3.3 Hydrometallurgische Kupfergewinnung

Die restlichen 20 % des weltweit hergestellten Kupfers werden durch die Hydrometallurgie bereitgestellt. Die Anwendung dieses Verfahrens beschränkt sich hauptsächlich auf oxidische Erze und umfasst folgende Schritte (Schlesinger et al. 2011, S. 8 ff.):

- Laugung
- Solventextraktion
- *Electrowinning*

Heute ist die Haufenlaugung das gebräuchlichste Verfahren, bei dem weiterhin Schwefelsäure als Laugungsmittel eingesetzt wird. Andere Methoden wie die Biolaugung, welche Mikroorganismen zur Laugung einsetzt, gewinnen an Interesse, sind zum größten Teil jedoch noch Gegenstand der Forschung.

Bei der folgenden SX wird das Kupfer aus der wässrigen Lösung extrahiert und in ein Elektrolyt übertragen. Dazu wird ein organisches Extraktionsmittel eingesetzt, welches sich mit Kupfer „belädt“ und anschließend von der wässrigen Lösung separiert wird. Es entsteht also eine kupferreiche organische Phase und eine kupferarme wässrige Phase, welche der Laugung wieder zugeführt wird. Anschließend erfolgt die Reextraktion der organischen Phase in ein Elektrolyt (engl. *stripping*). Dieser Schritt ist notwendig, da die Kupferkonzentration im Erz und somit in der Lösung heute zu gering ist, um das Kupfer direkt zu gewinnen.

Der abschließende Schritt ist das *electrowinning*, bei dem sich das Kupfer wieder als Kupferkathode absetzt.

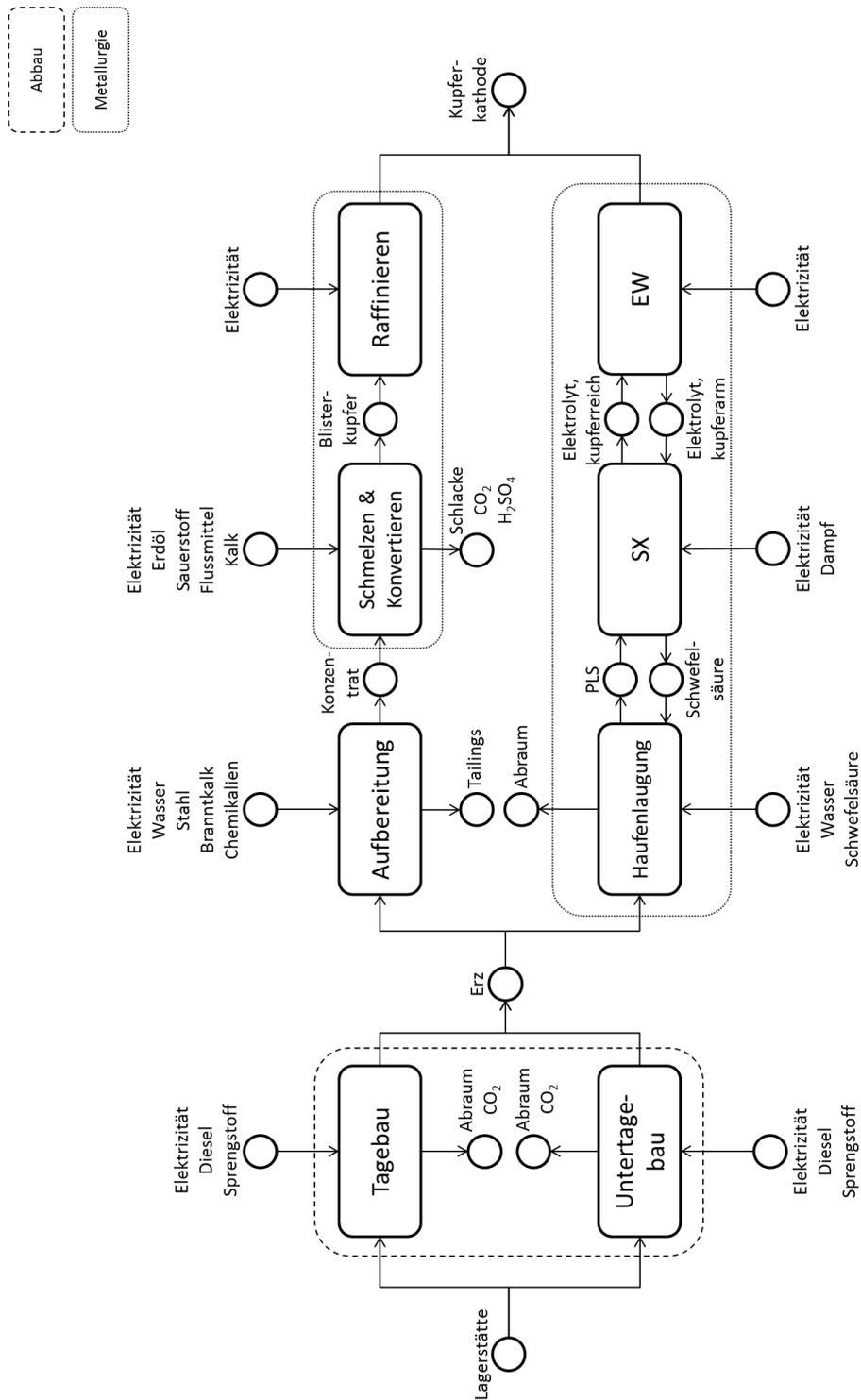


Abbildung 6.3: Schematische Darstellung des Modells der Kupfergewinnung 2010.

Tabelle 6.1: Modellannahmen zur Ermittlung der zeitspezifischen Aufwände.

Parameter	1930	Quelle	1970	Quelle	2010	Quelle
Anteil Tagebau, F_{OP}^{22}	50 %	Abschätzung basierend auf Leong et al. 1940, S. 10 u. 216 f.; Finn 1998, S. 247; Alvear Urrutia 1975, S. 140; Birchard 1940, S. 430	70 %	Abschätzung basierend auf Mikesell 1979, 2011, S. 59; Crowson 2003	90 %	ECI 2018; Giurco 2005, S. 197
Anteil Untertagebau, F_{UG}^{23}	50 %		30 %		10 %	
Anteil Pyrometallurgie	85 %	Newton und Wilson 1942, S. 32	85 %	Biswas und Davenport 1976, S. 254	80 %	Schlesinger et al. 2011, S. 8; Mudd und Jowitt 2018
Anteil Hydrometallurgie	15 %		15 %		20 %	
F_r						
Anteil SX-EW	-	Abschätzung basierend auf Newton und Wilson 1942, S. 314	-	Biswas und Davenport 1976, S. 254	100 %	Schlesinger et al. 2011, S. 8
Hydro Anteil EW	75 %		60 %		-	
Anteil Zementation	25 %		40 %		-	
Cu-Gehalt des verarbeiteten Erzes, OG	1,7 %	Crowson 2012, Annahme: Gewinnungsrate von 85%	1,3 %	Crowson 2012, Annahme: Gewinnungsrate von 85 %	0,7 %	Crowson 2012; amegroup 2018
SR						
SR	OP 1,1	Jackson und Hedges 1939, S. 376; basierend auf Soderberg 1930	OP 1,9	Pitt und Wadsworth 1980, S. 29; Gaines 1980, S. 27, Durchschnitt ^{b)}	OP 2,5	Atlas Copco 2007, S. 5
	UG n.a.		UG 0,1	Gaines 1980, S. 27	UG 0,1	
Tiefe d	OP 250 m UG n.a.	Annahme ^{a)}	-		OP/UG 500 m	Harmsen, J. H. M. et al. 2013
Gewinnungsrate Aufbereitung, $R_{Aufbereitung}$	90 %	Martin 1931, S. 25; Tenney 1930, S. 18, 40, 48, 55	88 %	Pitt und Wadsworth 1980, S. 21	90 %	Schlesinger et al. 2011, S. 56 ff.
Gewinnungsrate Laugung, $R_{Laugung}$	70 %	Annahme basierend auf anderen Jahren	75 %	Biswas und Davenport 1976, S. 265	70 %	ICA 2017, S. 31; Schlesinger et al. 2011, S. 291
Technologie Schmelzen	<i>Reverberatory</i>	Newton und Wilson 1942, S. 76	<i>Reverberatory</i>	Biswas und Davenport 1976, S. 113; Gaines 1980, S. 37	Mix, hauptsächlich <i>flash smelting</i>	Goonan 2005; Schlesinger et al. 2011, S. 89

^{a)} Pitt und Wadsworth (1980, S. 25) nehmen in ihrem Modell für die 1970er Jahre 250 m als Standardwert an. Dieser Wert wird als Maximalabschätzung für die 1930er Jahre angenommen.

^{b)} Chapman (1973) nimmt einen Wert von 3 an, dieser scheint im Vergleich zu heutigen Werten zu hoch. Daher wurde hier eine Abschätzung auf Basis anderer Arbeiten vorgenommen.

²² Für alle Routen als identisch angenommen.

²³ Für alle Routen als identisch angenommen.

Fortsetzung Tabelle 6.1: Modellannahmen zur Ermittlung der zeitspezifischen Aufwände.

Parameter	1930	Quelle	1970	Quelle	2010	Quelle
Gewinnungsrate Schmelzen, $R_{\text{Schmelzen}}$	98 %	McDaniel 1949	98 %	Biswas und Davenport 1976, S. 205 f.	97 %	Schlesinger et al. 2011, S. 102; nur für vorherige Schritte angewandt
Gewinnungsrate Raffination, $R_{\text{Raffination}}$	100 %	Annahme	99 %	Chapman 1973	100 %	Annahme
Gewinnungsrate Zementation, $R_{\text{Zementation}}$	95 %	Annahme basierend auf 1970	95 %	Biswas und Davenport 1976, S. 276	-	
Gewinnungsrate SX, R_{SX}	-		-		90 %	Schlesinger et al. 2011, S. 343
Gewinnungsrate EW, R_{EW}	100 %	Annahme	100 %	Annahme	100 %	Annahme

6.2.4 Hintergrunddaten zur Herstellung der Hilfs- und Betriebsstoffe

Neben Veränderungen der Gewinnungsverfahren von Kupfer haben sich auch die Verfahren zur Herstellung der Hilfs- und Betriebsstoffe im Zeitverlauf geändert und damit ihr KEA bzw. GWP. Dies muss in der Bewertung berücksichtigt werden. Deshalb werden Daten zu den Umweltwirkungen der Hilfs- und Betriebsstoffe in den jeweiligen Zeiträumen recherchiert. Für die aktuelle Bewertung wird dabei auf die Datenbank ecoinvent (Wernet et al. 2016) zurückgegriffen. Für frühere Jahre wird Fachliteratur verwendet. Teilweise muss auch eine Abschätzung auf Basis anderer Jahre oder der Entwicklung anderer Wirkungskategorien getroffen werden. Für detailliertere Informationen siehe Anhang C.5. Eine der größten Änderungen fand bei der Erzeugung elektrischer Energie statt. Da die Elektrizität insgesamt auch einen bedeutenden Anteil am Verbrauch der Hilfs- und Betriebsstoffe und üblicherweise auch an den Umweltwirkungen hat (siehe z. B. ICA 2017, S. 44), werden die gemachten Annahmen nachfolgend erläutert.

6.2.4.1 Erzeugung von Elektrizität

Im Bergbau kann grundsätzlich zwischen *on-* und *off-grid* Minen unterschieden werden. *On-grid* Minen sind an das nationale Stromnetz angeschlossen, *off-grid* Minen haben eine eigenständige oder durch Dritte bereitgestellte Stromversorgung. Die Art der Energieversorgung ist dabei individuell. In Chile, welches derzeit mit rund einem Drittel Hauptabbauland für Kupfer ist (Brininstool und Flanagan 2017), sind viele der großen Minen an eines der beiden nationalen Netze angeschlossen (Meza et al. 2017). In den 1930ern und 70ern waren die USA Hauptabbauland für Kupfer. Die größte Mine der USA, Bingham Canyon, war bereits in den 1930ern elektrifiziert und wurde durch einen lokalen Stromanbieter versorgt, der seine Energie hauptsächlich durch Wasserkraft und einen etwas geringeren Anteil mithilfe von Dampfkraftwerken erzeugte (Soderberg 1930; Strack 2011, 2019; Utah Power & Light Company 1928). In Chile wurden in den 1930ern zusätzlich zum nationalen Stromnetz vermehrt private Anlagen zur Stromversorgung der Bergbauunternehmen gebaut. Auch diese nutzten hauptsächlich Wasserkraft und fossil betriebene Kraftwerke. (Yáñez 2019) Der damalige nationale Strommix spiegelt diese Zusammensetzung gut wider. Für die vorliegende Arbeit wird daher für alle Jahre angenommen, dass elektrische Energie für alle Bearbeitungsstufen (Abbau, Aufbereitung, Verhüttung und Raffination) durch das nationale Stromnetz bereitgestellt wird. Der Einfluss dieser Annahme wird in Kapitel 6.5.1 analysiert.

6.2.4.2 Methodik zur Bewertung der Elektrizitätserzeugung

Um eine konsistente Bewertung der Elektrizitätserzeugung durchzuführen, wird auf eine einheitliche Methodik, wie in Kapitel 5.2.1.2 beschrieben, zurückgegriffen. Datenbasis für die länderspezifischen Strommixe sind Daten der IEA (IEA/OECD 2015a, 2015b). Diese reichen bis in die 1960er bzw. 70er Jahre zurück. Für die 1930er Jahre werden Daten aus anderen Quellen recherchiert (hauptsächlich wird Schurr et al. 1960, 719 f.; Yáñez und Garrido Lepe 2017 verwendet). Für die globale Bewertung werden die ermittelten länderspezifischen Strommixe mit dem globalen Produktionsanteil des Landes gewichtet und anschließend aufaddiert. Die Produktionsdaten sind Berichten des USGS entnommen (USGS var.). Produktionsdaten sind für die Minen, die Schmelzhütten und die Raffinerien verfügbar, daher kann eine getrennte Auswertung des globalen Strommixes für die Prozesse Abbau und Aufbereitung, Schmelzen und Konvertieren sowie die Raffination vorgenommen werden. Für das Jahr 1970, für welches aufgrund der Datenverfügbarkeit 1973 für die Ermittlung der Umweltwirkungen des Strommixes verwendet wird, und 2010 werden 90 % der globalen Kupferproduktion in die Bewertung einbezogen. Für die 1930er können jeweils rund 60 % der globalen Minen- und Hüttenproduktion²⁴ abgedeckt werden. Detaillierte Angaben sowie die verwendeten Quellen sind in Anhang C.5.3 zu finden.

6.2.4.3 Ergebnisse der Bewertung der Elektrizitätserzeugung

Die folgende Tabelle gibt die ermittelten Werte für den KEA und das GWP der im Modell angewandten Strommixe für 1930, 1970 und 2010 wieder.

Tabelle 6.2: Ergebnisse der Bewertung der Elektrizitätsbereitstellung der globalen Kupfergewinnung.

		KEA MJ-Äq/kWh	GWP kg CO ₂ -Äq/kWh
1930	Abbau und Aufbereitung	14,4	1,15
	Schmelzen und Konvertieren	14,4	1,17
	Raffination	14,4	1,17
1970	Abbau und Aufbereitung	7,1	0,51
	Schmelzen und Konvertieren	7,2	0,53
	Raffination	8,0	0,61
2010	Abbau und Aufbereitung	7,7	0,53
	Schmelzen und Konvertieren	8,4	0,62
	Raffination	8,4	0,60

Die ermittelten Werte für die länderspezifischen Strommixe decken sich mit Angaben in anderen Studien. Für China, Chile und die USA, welche alle einen hohen Anteil an der Kupferproduktion haben, gibt ecoinvent ein GWP des derzeitigen Strommixes zwischen 0,31 und 0,85 kg CO₂-Äq/kWh Strom an (ecoinvent b, c, d, e). Auf den ersten Blick verwunderlich scheint, dass sich seit den 70er Jahren keine Verbesserung hinsichtlich KEA und GWP ergeben hat. Dies ist jedoch u. a. durch eine räumliche Verlagerung der Kupferproduktion zu begründen. So hat bspw. China, welches einen vermehrt kohlebasierten und damit klimaschädlichen Strommix hat, stark an Bedeutung als Kupferproduzent gewonnen.

²⁴ Begrenzend ist hier die Verfügbarkeit von Daten zu den länderspezifischen Energiemixen.

6.3 Ergebnisse der Bewertung 1930 bis 2010

Mithilfe des in Kapitel 5.2 entwickelten Modells und der in Kapitel 6.2 ermittelten Grundlagen und Daten der Kupfergewinnung wird der KEA sowie das GWP für die Kupferherstellung in den Jahren 1930, 1970 und 2010 ermittelt. Im Folgenden werden die Ergebnisse präsentiert und interpretiert. Wird nachfolgend allgemeingültig vom Aufwand gesprochen, so bezieht sich dies auf den KEA und das GWP.

6.3.1 Kumulierter Energieaufwand und Treibhausgaspotential der Kupfergewinnung im Jahr 1930

Nach den Berechnungen beträgt der KEA für das Jahr 1930 bei einem Erzgehalt von durchschnittlich 1,7 % Cu rund 70 MJ-Äq/kg Cu. Das ermittelte GWP liegt bei rund 5,7 kg CO₂-Äq/kg Cu. Die pyrometallurgische Route trägt rund 82 % zum KEA bei. Der Anteil der hydrometallurgischen Route liegt entsprechend bei 18 %. Dies entspricht in etwa den Anteilen der beiden Verfahren an der globalen Gesamtproduktion. Der spezifische KEA ist für hydrometallurgisch gewonnenes Kupfer mit ca. 82 MJ-Äq/kg Cu jedoch höher als für pyrometallurgisch gewonnenes Kupfer. Der KEA für pyrometallurgisch gewonnenes Kupfer liegt bei ca. 67 MJ-Äq/kg Cu. Das GWP liegt bei beiden Verfahren mit 5,7 kg CO₂-Äq/kg Cu für pyrometallurgisch und 5,6 kg CO₂-Äq/kg Cu für hydrometallurgisch gewonnenes Kupfer fast gleichauf.

Betrachtet man die Hydrometallurgie genauer, so hat die Metallurgie den größten Anteil am KEA mit insgesamt 81 % (22 % Laugung und 59 % anschließende Metallurgie). Der Abbau spielt nur eine untergeordnete Rolle. Bei der Pyrometallurgie macht die Metallurgie etwa die Hälfte (48 %) des KEA aus. Den zweithöchsten Anteil hat die Aufbereitung mit 32 %, gefolgt vom Abbau mit 19 %. Der Anteil der einzelnen Module (Abbau, Aufbereitung, Metallurgie) am GWP ist ähnlich deren Anteile am KEA (siehe auch Abbildung 6.4).

Der Aufwand des Abbaus, der Aufbereitung sowie der Pyrometallurgie wird hauptsächlich durch die eingesetzte Energie verursacht. Bei der Laugung hingegen spielt die eingesetzte Schwefelsäure eine wichtige Rolle. Beim KEA liegt ihr Beitrag pro Tonne gelaugtem Erz bei über 50 %. Beim GWP liegt der Beitrag etwas niedriger, je nach Methode bei 24 bzw. 43 %. Beim *electrowinning* ist wiederum die Energie ausschlaggebend. Bei der Zementation kommt ein großer Beitrag sowohl zum KEA als auch zum GWP vom eingesetzten Schrott.

6.3.2 Kumulierter Energieaufwand und Treibhausgaspotential der Kupfergewinnung im Jahr 1970

Für das Jahr 1970 liegt der KEA bei etwa 54 MJ-Äq/kg Cu und das GWP bei etwa 4,3 kg CO₂-Äq/kg Cu. Dies stellt eine deutliche Verbesserung gegenüber 1930 dar (siehe Abbildung 6.4). Auch in diesem Zeitraum dominiert die pyrometallurgische Route mit 80 % den KEA. Dies ist auf ihren höheren Anteil an der globalen Kupferproduktion zurückzuführen. Vergleicht man den spezifischen KEA des Kupfers, so liegt der KEA des hydrometallurgisch hergestellten Kupfers mit etwa 74 MJ-Äq/kg Cu deutlich höher als der des pyrometallurgisch gewonnenen Kupfers mit rund 51 MJ-Äq/kg Cu. Beim GWP ist dies umgekehrt. Für hydrometallurgisch hergestelltes Kupfer beträgt das GWP 4,0 kg CO₂-Äq/kg Cu. Für pyrometallurgisch hergestelltes Kupfer liegt das GWP bei 4,4 kg CO₂-Äq/kg Cu.

Die Beiträge zum KEA der einzelnen Prozessschritte der pyrometallurgischen Route haben sich kaum geändert (Abbau: 18 %, Aufbereitung: 28 %, Metallurgie: 54 %). Bei der hydrometallurgischen Route hingegen gibt es eine deutliche Verschiebung der Umweltwirkungen hin zur Laugung, welche jetzt mit

45 % den höchsten Anteil am KEA hat. Verursacht wird dies durch die Zunahme der Zementation und den damit verbundenen Rückgang des direkten *electrowinning*. Auch hier sind die Anteile der Prozesse am GWP in etwa gleich deren Anteile am KEA. Lediglich der Anteil der Laugung ist beim GWP (26 %) geringer als beim KEA. Dies liegt u. a. an den Umweltwirkungen der Schwefelsäureproduktion.

Der KEA und das GWP aller Prozessschritte der pyrometallurgischen Route werden durch den Einsatz von Energie bestimmt. Bei der Aufbereitung nimmt jedoch auch der eingesetzte Stahl beim Mahlen mit einem Beitrag von 25 % zum KEA pro Tonne verarbeiteten Erz eine bedeutende Rolle ein. Der Beitrag des eingesetzten Stahls zum GWP ist ähnlich. Beim GWP ist zusätzlich noch der Branntkalk zu erwähnen, der 11 % zum GWP pro Tonne verarbeiteten Erz beiträgt. Bei der Laugung ist die eingesetzte Schwefelsäure der Hauptverursacher des Aufwands, bei der Zementation der eingesetzte Schrott.

6.3.3 Kumulierter Energieaufwand und Treibhausgaspotential der Kupfergewinnung im Jahr 2010

Der KEA beträgt für das Jahr 2010 rund 69 MJ-Äq/kg Cu und das GWP beträgt 4,8 kg CO₂-Äq/kg Cu. Der KEA liegt damit wieder auf dem Niveau des Jahres 1930. Aufgrund des weiterhin hohen Anteils der pyrometallurgischen Route an der Gesamtproduktion ist diese auch für etwa 76 % des gesamten KEA verantwortlich. Die hydrometallurgische Route macht entsprechend 24 % aus. Der spezifische KEA des pyrometallurgisch gewonnenen Kupfers liegt bei etwa 66 MJ-Äq/kg Cu. Der KEA des hydrometallurgisch gewonnenen Kupfers liegt bei rund 82 MJ-Äq/kg Cu. Das GWP beträgt 4,8 kg CO₂-Äq/kg Cu (Pyro) bzw. 5 kg CO₂-Äq/kg Cu (Hydro).

Der Abbau macht bei der hydrometallurgischen Route 38 % des KEA aus. Die Metallurgie verursacht etwa 62 % des KEA. Dabei tragen die Laugung und die weitere metallurgische Verarbeitung etwa zu gleichen Teilen bei. Bei der Pyrometallurgie ist der Anteil der Metallurgie am KEA durch die Einführung des neuen Schmelzverfahrens stark gesunken (auf 25 %). Den größten Anteil hat nach wie vor die Aufbereitung mit über 40 %, jedoch nur mit geringem Abstand zum Abbau mit 34 %. Auch hier unterscheiden sich die Anteile der Module am GWP nur geringfügig von deren Anteilen am KEA. Jedoch ist auch im Jahr 2010 der Anteil der Laugung am GWP mit 17 % geringer als am KEA (31 %). Dies ist ebenfalls hauptsächlich auf die Schwefelsäureproduktion und deren Umweltwirkungen zurückzuführen.

Weiterhin trägt die eingesetzte Energie am stärksten zum KEA und GWP der pyrometallurgischen Kupfergewinnung bei. Beim *flash smelting* wird Sauerstoff eingesetzt, der nahezu 20 % des KEA sowie GWP der Metallurgie ausmacht. Bei der hydrometallurgischen Route trägt die eingesetzte Schwefelsäure erheblich (> 50 %) zum KEA und GWP pro Tonne gelaugtem Erz bei. Das anschließende SX-EW nutzt fast ausschließlich Elektrizität, welche deshalb auch die Aufwände dieser Prozesse bestimmt.

Abbildung 6.4 stellt die Beiträge der einzelnen Prozesse am KEA und GWP der Kupfergewinnung nochmals graphisch für die Jahre 1930, 1970 und 2010 dar.

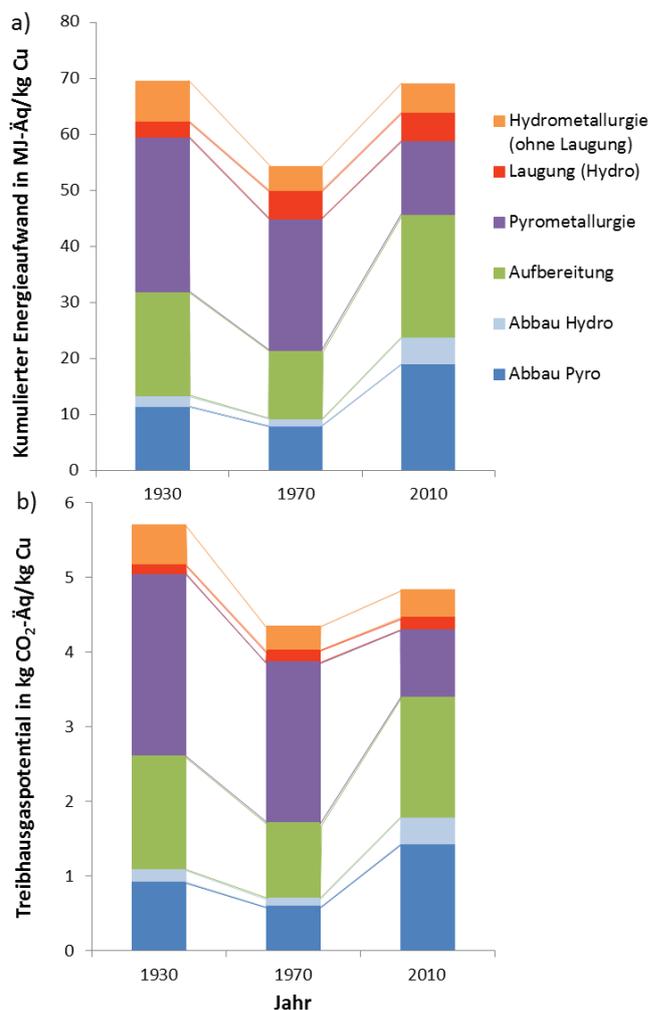


Abbildung 6.4: Beitrag der Module zum a) KEA und b) GWP der Kupfergewinnung in den Jahren 1930, 1970 und 2010.

6.3.4 Die Entwicklung des kumulierten Energieaufwands und Treibhausgaspotentials der Kupfergewinnung 1930 bis 2010

Abbildung 6.5 stellt die ermittelten KEA-Erzgehalt-Kurven bzw. GWP-Erzgehalt-Kurven für 1930, 1970 und 2010 dar. Die großen Punkte markieren den zeitspezifischen Erzgehalt und Aufwand. Die konkreten Werte sind nochmals in Tabelle 6.3 angegeben. Betrachtet man die Entwicklung des zeitspezifischen Aufwands, so ist dieser trotz sinkender Erzgehalte relativ konstant geblieben.

Durch die vorliegende Arbeit kann gezeigt werden, dass seit den 1930er Jahren eine Verschiebung der KEA-Erzgehalt-Kurve nach unten erfolgt ist. Dies trifft auch auf die GWP-Erzgehalt-Kurve zu. Die Verschiebung konnte durch neue und effizientere Technologien erreicht werden. Dabei handelt es sich nicht nur um Technologien, die direkt an der Kupfergewinnung beteiligt sind, sondern auch um Verbesserungen der Prozesse zur Herstellung von Hilfs- und Betriebsstoffen. Hier ist insbesondere auf die Erzeugung von Elektrizität hinzuweisen. Bei genauerer Betrachtung der ermittelten Kurven wird ersichtlich, dass die Reduktion des KEA bzw. GWP bei gleichem Erzgehalt von 1930 auf 1970 deutlich höher ist als von 1970 auf 2010. Beim GWP ist der Unterschied bei höheren Erzgehalten nicht so stark ausgeprägt.

Tabelle 6.3: Zeitspezifischer Aufwand (KEA und GWP).

	1930	1970	2010
Erzgehalt in % Cu	1,7	1,3	0,7
KEA in MJ-Äq/kg Cu	70	54	69
GWP in kg CO ₂ -Äq/kg Cu	5,7	4,3	4,8

Auf die Hintergründe, die zu diesen Ergebnissen führen und den Einfluss einzelner Veränderungen wird im Folgenden nochmals detaillierter eingegangen.

6.3.4.1 Die Entwicklung von 1930 auf 1970

Die Elektrizitätserzeugung weist von den 1930er Jahren auf die 1970er Jahre eine erhebliche Steigerung der Effizienz auf und trägt somit maßgeblich zur Reduktion des KEA und GWP der Kupfergewinnung bei.

Von den 1930ern auf die 1970er Jahre ist der Anteil an OP-Minen stark gestiegen. Aufgrund deren im Vergleich zu UG-Minen geringeren Energiebedarfs, insbesondere elektrischer Energie, hat dies einen positiven Einfluss auf den Gesamtaufwand an Energie und die Gesamtemissionen in CO₂-Äq. Betrachtet man den KEA des Abbaus, so konnte dieser insgesamt um etwa 48 % pro Tonne Erz reduziert werden. Dadurch ist auch der KEA des Abbaus pro Tonne Kupfer trotz eines geringeren Erzgehalts gesunken. Neben dem Trend hin zum Tagebau ist dies maßgeblich auch auf die Steigerung der Effizienz der Elektrizitätserzeugung (siehe Tabelle 6.2 auf S. 81) zurückzuführen. Die Veränderung beim GWP liegt etwa in der gleichen Größenordnung.

Bei der Aufbereitung konnten der KEA sowie das GWP jeweils um rund 50 % pro Tonne Erz reduziert werden, was ebenfalls zu einer Reduktion des Gesamtaufwands der Kupfergewinnung beiträgt. Auch hier ist dies fast ausschließlich auf die Elektrizitätserzeugung zurückzuführen.

Bei der Pyrometallurgie selbst gab es nur geringfügige Änderungen beim Energieverbrauch. Da hier zum größten Teil fossile Energieträger zum Einsatz kommen, sind auch KEA und GWP vergleichsweise relativ konstant. Bei der Hydrometallurgie (Laugung und weitere hydrometallurgische Verarbeitung) konnten der KEA sowie das GWP insgesamt gesenkt werden. Bei der Laugung selbst verändern sich KEA und GWP jedoch in unterschiedliche Richtungen, da die Reduktion des spezifischen KEA von Strom und die Reduktion des spezifischen KEA von Schwefelsäure durch die steigende Menge an Schwefelsäure überkompensiert werden. Durch die Zunahme der Zementation, welche zur Behandlung niedrigkonzentrierter Lösungen eingesetzt wurde, wird deutlich, dass vermehrt auf niedrig konzentriertere Erze zurückgegriffen werden musste.

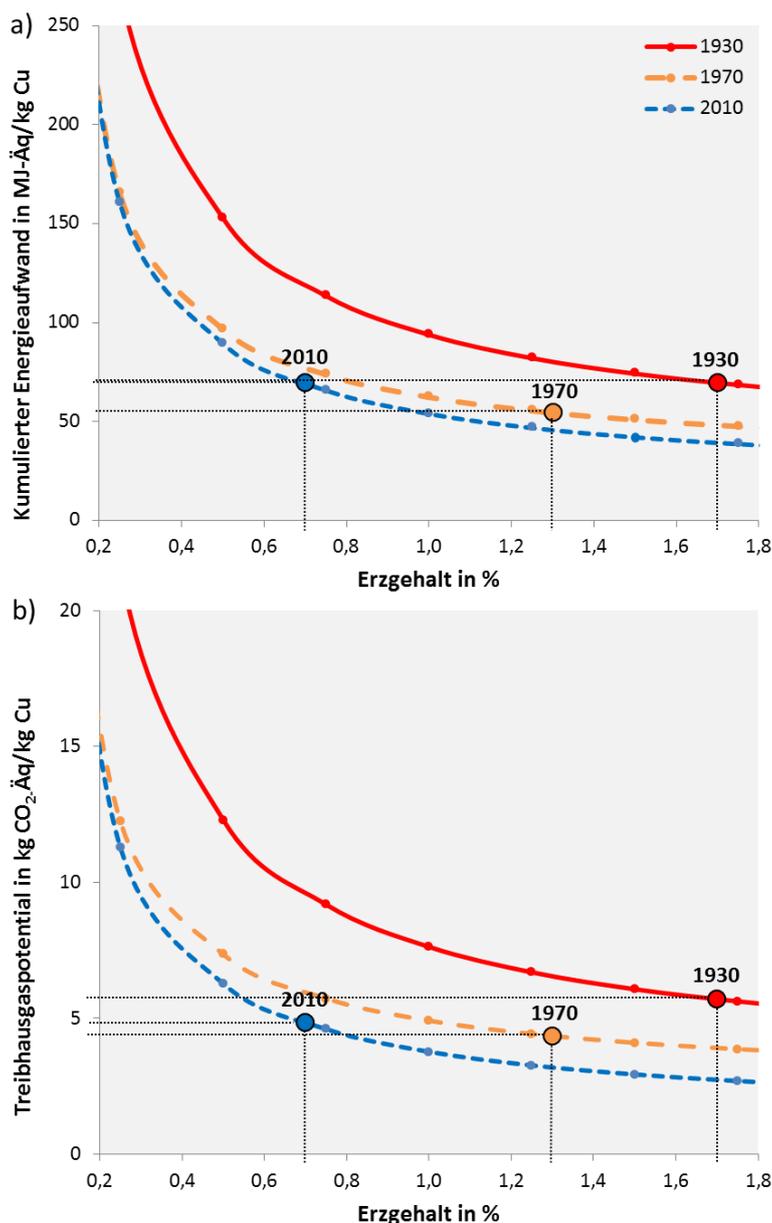


Abbildung 6.5: Entwicklung des a) KEA und b) GWP der Kupfergewinnung von 1930 bis 2010.

6.3.4.2 Die Entwicklung von 1970 auf 2010

Seit den 1970er Jahren ist die Effizienz der Energieerzeugung des hier bewerteten globalen Durchschnitts relativ konstant. Der vermehrte Einsatz neuer regenerativer Technologien und die Verschiebung der Produktion in Länder mit einer auf fossilen Energieträgern basierenden Stromerzeugung halten sich die Waage. Es kann teilweise sogar eine leichte Verschlechterung des KEA und GWP der Elektrizitätsbereitstellung festgestellt werden (Tabelle 6.2). Somit kommen hauptsächlich Innovationen und Steigerungen der Prozesseffizienz bei der Kupfergewinnung selbst zum Tragen.

Beim Abbau ergeben die ermittelten Daten trotz eines höheren Anteils des Erzes aus dem Tagebau eine Verschlechterung des KEA sowie GWP um je ca. 30 % pro Tonne Erz. Dies scheint nicht intuitiv. Aufgrund des Detailgrads der für die 1970er Jahre verwendeten Daten lassen sich die Gründe hierfür nur

vermuten. Unter anderem könnte dies auf negative Veränderungen der geologischen Faktoren, z. B. des SR und der Abbautiefe, zurückzuführen sein. Ebenfalls könnten die Daten der 1970er, welche auf der Arbeit von Chapman (1973) basieren, den Aufwand unterschätzen. Im Vergleich zu anderen Arbeiten (Gaines 1980; Rosenkranz 1976; Pitt und Wadsworth 1980; Biswas und Davenport 1976) liegt der in dieser Arbeit ermittelte Wert (unter vergleichbaren Annahmen) für den Tagebau eher im unteren Bereich. Eine Verdopplung des hier ermittelten KEA des gesamten Abbaus würde das Gesamtergebnis zwar erhöhen, der Trend würde dadurch aber nicht beeinflusst.

Der KEA und das GWP der Aufbereitung sind pro Tonne Erz relativ konstant geblieben. Lediglich die Anteile der einzelnen Materialien am Aufwand haben sich etwas verändert. Der KEA sowie das GWP des eingesetzten Stahls ist 2010 mit nur noch 15 MJ-Äq/t Erz deutlich geringer als 1970 (40 MJ-Äq/t Erz).

Bei der Pyrometallurgie hat die Einführung des *flash smelting* zu einer erheblichen Reduktion des KEA (-40 %) sowie GWP (-55 %) beigetragen. Auch bei der Hydrometallurgie konnte insgesamt eine deutliche Verbesserung des Aufwands erzielt werden. Hierzu hat bei der Laugung besonders eine Verringerung der eingesetzten Menge an Schwefelsäure beigetragen. Für die weitere hydrometallurgische Verarbeitung wird im Jahr 2010 SX-EW eingesetzt, welches die Zementation ersetzt. Ein direktes *electrowinning* findet nicht mehr statt. Diese Entwicklung hat ebenfalls zur Senkung des KEA sowie GWP geführt.

6.4 Zukünftige Entwicklungen der Kupfergewinnung

Kupfer wird auch zukünftig eine zentrale Rolle einnehmen und der Kupferbedarf weiterhin steigen (Elshkaki et al. 2018). Daher ist es von großem Interesse, die weitere Entwicklung des Aufwands abzuschätzen und Möglichkeiten zur Reduktion des Aufwands zu identifizieren. Dazu werden aktuelle Trends der Kupfergewinnung betrachtet und ihre Auswirkungen auf den KEA und das GWP ermittelt.

6.4.1 Trends in der Kupfergewinnung

Der Bergbau und die Verhüttung werden sich in den kommenden Jahrzehnten aufgrund neuer geologischer, wirtschaftlicher, ökologischer und sozialer Rahmenbedingungen verändern. Eines der wichtigsten Ziele wird die Sicherstellung der Versorgung mit Kupfer sein.

6.4.1.1 Geologische Faktoren und Exploration

Porphyrische Lagerstätten stellen derzeit die wichtigste Quelle für Kupfer dar. Dies wird sich auch zukünftig nicht ändern. Jedoch ist es möglich, dass der Erzgehalt weiterhin leicht sinken wird, was aber nicht zwangsweise auf eine Erschöpfung der Ressourcen zurückzuführen ist. Eine Studie aus dem Jahr 2014 zeigt, dass mit den bekannten Ressourcen der derzeitige Erzgehalt mindestens bis 2030, in einem Szenario sogar bis 2060, zu halten ist. Jedoch ist es wahrscheinlich, dass andere Mechanismen wie Skaleneffekte oder anderweitige Effizienzsteigerungen den abgebauten Erzgehalt negativ beeinflussen werden. (Northey et al. 2014) Skaleneffekte und Effizienzsteigerungen machen den Abbau niedrigerer Erzgehalte wirtschaftlich möglich (siehe dazu auch Kapitel 3). Ein weiterer Einflussfaktor, der die Entwicklung des Erzgehalts bestimmen wird, ist die Entdeckung neuer Lagerstätten(-arten). Es gibt noch zahlreiche nicht oder wenig explorierte Gebiete auf der Erde (Arndt et al. 2017, S. 50 f.). Zudem befinden sich die derzeit bekannten und im Abbau befindlichen Lagerstätten in einer Tiefe bis zu etwa einem Kilometer (Arndt et al. 2017, S. 15 f.). Nur vereinzelt werden auch tiefere Lagerstätten abgebaut. Dies liegt darin begründet, dass sich die Exploration nur auf die oberste Schicht der Erdkruste (bis ca. 200 m) beschränkt (Schodde 2014). Seit den 1950er Jahren fokussieren sich die Bergbauunternehmen auf die Entdeckung von Lagerstätten, die sich für den industriellen Tagebau eignen. Solche Lagerstätten haben

eine Deckschicht von bis zu maximal 300 m. Zukünftig wird die Suche in tieferen Erdschichten jedoch attraktiver, da neue Abbaumethoden, die den Massenabbau auch unter Tage ermöglichen, vermehrt eingesetzt werden. Zur Exploration tiefer liegender Erdschichten werden tiefere Bohrungen notwendig, die mit einem hohen Kostenaufwand verbunden sind. Es kann aber davon ausgegangen werden, dass insgesamt weniger Bohrungen benötigt werden, da es sich um große und regelmäßige Lagerstätten handelt, wodurch die Gesamtkosten relativ konstant gehalten werden können. Für tiefere Explorationen kommen sowohl noch unerforschte als auch bereits bekannte Regionen infrage. (Arndt et al. 2017, S. 83 ff.) Auch komplett neue, unkonventionelle Arten von Lagerstätten sind denkbar. Bei Mangan z. B. stellen Manganknollen auf dem Meeresgrund eine potentielle Quelle dar, deren Abbau und Nutzung aber noch weiterer Forschung bedarf (Arndt et al. 2017, S. 121).

6.4.1.2 Abbau

Kupfer wird derzeit hauptsächlich im Tagebau abgebaut (ECI 2018). In Chile, welches heute Hauptabbauland für Kupfer ist und dies auch zukünftig sein wird (Northey et al. 2014), wird der Tagebau auch weiterhin die bedeutendere Rolle spielen (Brantes Abarca und Cantallops Araya 2018). Dennoch könnte der Untertagebau aufgrund optischer und ökologischer Gründe zunehmen (Arndt et al. 2017, S. 118, 138). Dies wird durch den bereits genannten Trend zu neuen Massenabbaumethoden im Untertagebau unterstützt. Methoden wie das *Block-caving* ermöglichen es, ähnliche Produktionsmengen wie im Tagebau zu realisieren, ohne höhere Kosten zu verursachen (Arndt et al. 2017, S. 109, 118, 138). In Kombination mit der Suche nach tieferliegenden Lagerstätten kann also allgemein davon ausgegangen werden, dass Kupfer in Zukunft aus einer größeren Tiefe abgebaut wird (Harmsen, J. H. M. et al. 2013). Ein weiterer Trend, der sich nicht nur beim Abbau von Erzen zeigt, ist die Elektrifizierung. So wird beim Transport des Erzes zunehmend auf elektrische Fahrzeuge oder Förderbänder gesetzt (Jeswiet et al. 2015; Boliden 2019a; BHP 2019b, S. 39). Beim Untertagebau haben elektrische Fahrzeuge den Vorteil, dass sie den Ventilationsaufwand verringern (Energy and Mines 2019b). Dieser verursacht bis zu 50 % der Energiekosten einer Mine (Dicks und Clausen 2017) und nach den hier durchgeführten Berechnungen über 60 % des KEA beim Abbau.

6.4.1.3 Aufbereitung

Die Aufbereitung ist aufgrund des Mahlens der energieintensivste Schritt bei der Kupfergewinnung (siehe z. B. Abbildung 6.4 und DOE 2007, S. 28). Daher bietet dieser Prozess einen hohen Anreiz für Optimierungen durch den Einsatz neuer, energieeffizienter Technologien sowie einer besseren Sortierung, um die Menge an Material, das zerkleinert wird, zu minimieren (Arndt et al. 2017, S. 119; Curry et al. 2014). Um dies voranzutreiben, haben sich Minenbetreiber und Wissenschaft zusammengeschlossen und Programme wie die *Coalition for Energy Efficient Comminution* (CEEC) hervorgebracht.²⁵ Großes Potential wird dabei den Hochdruckmahlwalzen (engl. *high pressure grinding rolls*, HPGR) zugesprochen (Wang et al. 2013; Curry et al. 2014). Eine weitere Reduktion der Energiekosten ist durch größere Partikelgrößen möglich. Derzeit wird Kupfererz auf etwa 100 µm zerkleinert (Schlesinger et al. 2011, S. 37; Curry et al. 2014). Eine Zerkleinerung auf 400 bis 1000 µm könnte dazu beitragen, die Kosten der Aufbereitung erheblich zu senken (Curry et al. 2014). Demgegenüber steht aber, dass teilweise eine feinere Verteilung des Minerals im Erz erwartet wird, was wiederum eine feinere Korngröße erfordert, um das Mineral freizulegen. Ebenso ist es möglich, dass zukünftig komplexere Erze verarbeitet werden, was zu einer Senkung der Gewinnungsrate führt und somit in einem höheren Energieaufwand resultiert (Norgate und Jahanshahi 2010). Auch härtere Erze könnten zukünftig verarbeitet werden, die den Work Index (Bond's Law, siehe Gleichung (5.14) auf Seite 64) und damit den Energiebedarf des Mahlens erhöhen.

²⁵ Siehe <https://www.ceecthefuture.org/>

Kupfer wird großteils in Ländern wie Chile, Peru und China abgebaut, die einen hohen Wasser-Stress-Index aufweisen (Gassert et al. 2013). Da für die Aufbereitung eine große Menge an Wasser benötigt wird, entstehen hier oft Nutzungskonflikte, die sich zukünftig noch verstärken werden (Arndt et al. 2017, S. 119). In Chile wird bspw. bereits auf Meerwasser zurückgegriffen, welches jedoch entsalzt werden muss. Dies wurde im Modell für das Jahr 2010 berücksichtigt. Die Entsalzung sowie der Transport des Wassers zu den Minen ist ein energieintensiver Prozess und macht derzeit rund 4 % des Energiebedarfs der jährlichen Kupferherstellung in Chile aus. Es wird angenommen, dass der Anteil der Meerwassernutzung und somit auch der Energiebedarf weiterhin steigen. Für das Jahr 2029 wird in Chile bereits ein Anteil der Meerwasserentsalzung am Energieaufwand der Kupfergewinnung von etwa 10 % erwartet. (Montes Prunés et al. 2015; Brantes Abarca und Cantallopts Araya 2018; BHP 2019a; Montes und Cantallopts Araya 2018)

6.4.1.4 Metallurgie

Die pyrometallurgische Kupfergewinnung verlagert sich zunehmend nach China, wo die Konzentrate geschmolzen und raffiniert werden (ICSG 2019, S. 18). Hinsichtlich der Technologie hat die Pyrometallurgie durch die Einführung des *flash smelting* bereits einen großen Effizienzsprung gemacht (Schlesinger et al. 2011, S. 89). Weltweit kommen auch andere Verfahren zum Einsatz, darunter sind vereinzelt noch Öfen des Typs *reverberatory* (Goonan 2005). Es wird davon ausgegangen, dass die derzeit bekannten Technologien auch in absehbarer Zukunft in leicht optimierter Form eingesetzt werden und die *reverberatory*-Öfen durch neuere Technologien ersetzt werden (siehe dazu auch die Annahmen in ESU und IFEU 2008, S. 13 f.). Allgemein wird eine bessere Integration der gesamten Wertschöpfungskette zu einer höheren Effizienz führen (Arndt et al. 2017, S. 120). Dies stellt auch einen Vorteil der Hydrometallurgie dar, da alles vor Ort stattfindet. Dennoch ist die weitere Entwicklung der Hydrometallurgie unsicher. Einerseits wird ihr eine steigende Bedeutung zugesagt, u. a. zur Aufbereitung von Rückständen vergangener Abbauprodukte (Gordon 2002). Andererseits erschöpfen die oxidischen Erze, welche meist die obere Schicht einer Lagerstätte darstellen, in Regionen wie Chile (Brantes Abarca und Cantallopts Araya 2018). Aktuell wird im Hinblick auf die Hydrometallurgie besonders in zwei Richtungen geforscht: *In-situ*-Laugung und Biolaugung. Der *In-situ*-Laugung, welche in größerem Maßstab bereits zur Gewinnung von Uran eingesetzt wird, wird eine steigende Bedeutung zugesprochen (Arndt et al. 2017, S. 139; Wilburn et al. 2001, S. 62). Bei der *In-situ*-Laugung wird das Laugungsmittel durch Bohrlöcher direkt in die Lagerstätte gepumpt und das Metall aus dem Gestein gelöst, wodurch der Abbau in seiner herkömmlichen Weise entfällt. Es sind somit lediglich Pumpen notwendig, um das Laugungsmittel zu zirkulieren. Derzeit wird diese Methode hauptsächlich zur Gewinnung von Kupfer aus zurückgelassenen Erzkörpern mit einem sehr geringen Erzgehalt in aktiven und bereits stillgelegten UG-Minen angewandt. Kommerzielle Anlagen für die Gewinnung von Kupfer aus neuen Lagerstätten existieren derzeit noch nicht (Sinclair und Thompson 2015). Auch die Biolaugung wird teilweise als vielversprechende Alternative für die Pyrometallurgie eingeschätzt (Wilburn et al. 2001, S. 62). Bei diesem Verfahren werden sulfidische Erze mit Mikroorganismen anstatt chemisch hergestellter Säuren gelaugt. In Chile existieren bereits einige kommerzielle Anlagen jedoch mit vergleichsweise sehr niedrigen Kapazitäten (Gentina und Acevedo 2016). Nachteil des Verfahrens ist die lange Prozessdauer, was die Effizienz und Wirtschaftlichkeit des Prozesses noch stark einschränkt. Zudem ist die Gewinnung von Nebenprodukten wie Gold und Silber nicht möglich. Die Biolaugung wird die konventionelle pyrometallurgische Route somit auch langfristig nicht ersetzen können. (Dresher 2004)

6.4.1.5 Energie

Die Bereitstellung elektrischer Energie macht gerade weltweit eine Umstellung durch. So wenden sich immer mehr Länder aufgrund der begrenzten Ressourcen und zur Reduzierung des Ausstoßes von Treibhausgasen von fossilen Energieträgern ab (siehe z. B. UBA 2016; Ministerio de Energia 2015). Dies führt zu einem globalen Anstieg des Ausbaus erneuerbarer Energien (IEA 2019). Auch im Bergbausektor

werden zunehmend Projekte durchgeführt, die eine Versorgung der Minen mit erneuerbaren Energien sicherstellen (Maennling und Toledano 2018; Energy and Mines 2019a). So hat es sich z. B. das Unternehmen BHP zum Ziel gesetzt, die Mine Escondida, welche weltweit führend im Kupferabbau ist, bis etwa 2025 komplett mit erneuerbaren Energien zu betreiben (BHP 2019a). Zwar ist der Bergbausektor weitaus weniger innovativ als andere Sektoren, z. B. die Informations- und Kommunikationstechnologie, doch der Trend der Elektrifizierung und der steigende Druck seitens Politik und Gesellschaft, kostengünstig und nachhaltig zu produzieren, führen auch in dieser Branche zum Umdenken (Maennling und Toledano 2018, S. 14 f.).

6.4.1.6 Zusammenfassung

Zusammenfassend lassen sich folgende Haupttrends und mögliche Entwicklungen identifizieren:

- Voraussichtlich bleiben die geologischen Bedingungen relativ konstant. Ein Absinken des Erzgehalts und eine zunehmende Abbautiefe sind aufgrund technologischer Veränderungen jedoch möglich.
- Der Anteil des unter Tage gewonnenen Erzes kann aufgrund optischer und ökologischer Vorteile sowie technologischer Veränderungen zunehmen.
- Eine Elektrifizierung des Abbaus ist wahrscheinlich.
- Der Zerkleinerungsgrad bleibt aufgrund gegenläufiger Effekte konstant.
- Energieintensive Prozesse wie die Aufbereitung und die Metallurgie werden weiter optimiert. Bei der Aufbereitung ist jedoch eine Verschlechterung der Gewinnungsrate wahrscheinlich.
- Der Anteil des hydrometallurgisch gewonnenen Kupfers kann u. a. durch neue Technologien wie die *In-situ*-Laugung steigen.
- In den Minen werden zunehmend erneuerbare Energien zur Bereitstellung von Elektrizität eingesetzt.

6.4.2 Kumulierter Energieaufwand und Treibhausgaspotential der Kupfergewinnung in der Zukunft

Basierend auf den vorhergehenden Trends werden Szenarien entwickelt, die im Folgenden vorgestellt werden. Dabei werden technologische wie auch geologische Entwicklungen berücksichtigt und ihr Einfluss beschrieben. Anschließend werden die Ergebnisse der Bewertung vorgestellt. Für alle Szenarien wird grundsätzlich angenommen, dass der Erzgehalt stabil bei 0,7 % Cu bleibt, da ausreichend Ressourcen bekannt sind, um dieses Niveau in absehbarer Zukunft zu halten (Northey et al. 2014). Dennoch können weitere Effekte wie kostengünstigere Abbaumethoden dazu führen, dass der Erzgehalt weiter sinkt (Northey et al. 2014), weshalb die Auswirkung eines niedrigeren Erzgehalts von 0,5 % Cu auf alle Szenarien geprüft wird.

6.4.2.1 Entwicklungsszenarien

Szenario 1 Technologische Optimierung

a) Technologische Optimierung der Gewinnungsprozesse

In Szenario 1a) wird angenommen, dass sich die geologischen Faktoren nicht ändern. Diese Annahme basiert auf der vorgestellten Studie von Northey et al. (2014). Da nach der Studie die porphyrischen Lagerstätten auch weiterhin den Hauptanteil der globalen Produktion bereitstellen, wird ebenfalls ange-

nommen, dass auch die Anteile der Verfahren an der Produktion konstant bleiben. Jedoch werden die eingesetzten Technologien zum Abbau und zur Aufbereitung sowie die pyrometallurgische Kupfergewinnung optimiert und es erfolgt eine Elektrifizierung des Abbaus. Zudem wird aufgrund der laut Prognosen weiterhin hohen Bedeutung Chiles die Auswirkung der zunehmenden Bereitstellung von Wasser durch die Meerwasserentsalzung berücksichtigt.

Konkret werden folgende Annahmen getroffen:

Abbau

- Tagebau:
 - Einsatz eines Förderbands anstatt eines Trucks zum Transport. Dadurch steigt der Bedarf an Elektrizität. Der Dieselverbrauch wird hingegen reduziert.
- Untertagebau:
 - Ausschließlicher Einsatz elektrischer Fahrzeuge. Dadurch wird der Dieselverbrauch reduziert und der Elektrizitätsbedarf steigt. Zudem wird der Strombedarf der Ventilation durch die Elektrifizierung der Fahrzeuge verändert (siehe Kapitel 5.2.2.2). Der ermittelte Zusammenhang wird ab einer Tiefe von 500 m angewandt. Zusätzlich wird bei einer voll elektrischen Mine, unabhängig von der Tiefe, von einer Reduktion des Luftstroms von 35 % (Annäherung basierend auf Kocsis und Hardcastle 2003) und daraus resultierend einer Verringerung des Energiebedarfs der Ventilation um 73 %²⁶ gegenüber einer konventionellen dieselbetriebenen Mine ausgegangen.

Aufbereitung

- Einsatz von HPGR anstelle der herkömmlichen Zerkleinerungsanlagen, wodurch der Elektrizitätsbedarf um 20 % gesenkt wird (Wang et al. 2013).
- Die Gewinnungsrate sinkt auf 85 %.
- Steigender Anteil der Nutzung entsalzten Meerwassers in Chile (von 20 auf 43 % nach Montes und Cantalopts Araya 2018)²⁷, wodurch der Energieaufwand der Wasserbereitstellung für den Produktionsanteil von Chile steigt.

Metallurgie

- Pyrometallurgie:
 - Ausschließlicher Einsatz des *flash smelting* und Optimierung des Verfahrens (ESU und IFEU 2008, S. 13):
 - Öl wird durch Erdgas ersetzt.
 - Reduktion des Stromverbrauchs beim Schmelzen um 20 %.
- Hydrometallurgie:
 - Keine Änderungen angenommen.

Bei der Bereitstellung der elektrischen Energie werden keine Änderungen angenommen. Somit zeigt das Szenario die Auswirkungen technologischer Veränderungen der an der Metallgewinnung beteiligten Prozesse.

²⁶ Ergibt sich aus Gleichung (5.8) auf Seite 62.

²⁷ Für Chile wird ein konstanter Anteil an der Kupferproduktion angenommen (siehe z. B. Northey et al. 2014).

Weitere Angaben zu den Stoff- und Energieströmen der angenommenen Veränderungen sind Anhang C.4 zu entnehmen.

b) Technologische Optimierung und erneuerbare Energien

In Szenario 1b) wird angenommen, dass zusätzlich zu den in Szenario 1a) vorgenommenen Optimierungen der Abbau sowie die Aufbereitung und Hydrometallurgie zu 100 % mit erneuerbaren Energien versorgt werden. Das Szenario soll das Potential des Einsatzes erneuerbarer Energien, die teilweise bereits eingesetzt werden und an Bedeutung gewinnen, im Bergbau aufzeigen. Da die Kupferhütten sich meist nicht direkt bei der Mine befinden, wird der Strommix für die Pyrometallurgie (Schmelzen und Raffinieren) nicht angepasst. Es wird angenommen, dass die Verantwortung hier nicht bei den Betreibern selbst liegt, sondern den jeweiligen Ländern. Durch die zunehmende Verlagerung dieser Prozessschritte nach China kann auch angenommen werden, dass keine signifikante Verbesserung des Strommixes hinsichtlich seiner Umweltwirkungen erzielt wird. China ist bestrebt, erneuerbare Energien einzusetzen. Im Vergleich zu anderen Ländern wird der Strommix aber auch zukünftig stark fossilbasiert sein (Yang et al. 2016). Auch die Energieerzeugung bei den Hilfs- und Betriebsstoffen (mit Ausnahme der Meerwasserentsalzung) wird nicht verändert. Dies hätte aufgrund des hohen Anteils der Energie am Gesamtaufwand vermutlich auch nur geringfügige Auswirkungen auf das Ergebnis. Für die Entsalzung des Meerwassers wurde jeweils der Strommix von Chile angesetzt, da diese auch nur für den Anteil Chiles am Kupferabbau angenommen wird. Die Meerwasserentsalzungsanlagen befinden sich meist direkt am Meer und somit weit entfernt von den Minen, weshalb auch hier nicht angenommen wird, dass die Minenbetreiber Einfluss auf die Stromversorgung der Anlagen haben. Chile jedoch hat ambitionierte Ziele hinsichtlich einer klimafreundlichen Elektrizitätserzeugung (Comité Consultivo de Energía 2015), welche berücksichtigt werden. Für weitere Informationen zur Meerwasserentsalzung siehe Tabelle C.4 und Tabelle C.5 „Meerwasser, entsalzt“ sowie Anhang C.4.2.

Für das Szenario, welches erneuerbare Energie zur Stromerzeugung im Bergbau einsetzt, wird Windkraft als Technologie angenommen. Sie ist unter den verfügbaren Technologien die umweltfreundlichste im Hinblick auf den KEA und das GWP. Die Szenarien stellen somit den *Best-Case* dar.

Szenario 2 Erschöpfung der Ressourcen

Szenario 2 nimmt eine Erschöpfung der oberflächlichen Ressourcen an, weshalb die Abbautiefe auf durchschnittlich 750 m steigt. Dies könnte durch die zunehmend tiefere Exploration und Entdeckung tiefer liegender Lagerstätten mit einer hohen Qualität angefeuert werden. Eine zunehmende Tiefe bewirkt jeweils einen Anstieg der Transportdistanz. Für den Tagebau bedeutet eine zunehmende Tiefe auch ein höheres SR. Dies trifft ausschließlich auf neue Minen zu, weshalb ein durchschnittlicher Wert für das SR von 3 angenommen wird. Da der Tagebau durch die zunehmende Tiefe unattraktiver wird, steigt auch der Anteil des Untertagebaus auf 25 % der Minenproduktion. Hinsichtlich der Technologien werden dieselben Annahmen getroffen wie in Szenario 1. Um auch hier den Einfluss des Energiemixes zu verdeutlichen, werden zwei Varianten des Szenarios berechnet:

- a) Die Energieversorgung basiert auf demselben Energiemix wie im Jahr 2010.
- b) Es werden erneuerbare Energien für Abbau, Aufbereitung und Hydrometallurgie eingesetzt.

Szenario 3 Neue Technologie

In Szenario 3 wird zusätzlich zu den in Szenario 2 beschriebenen Veränderungen ein steigender Anteil der Hydrometallurgie (40 %) durch den zunehmenden Einsatz der *In-situ*-Laugung, die als vielversprechende neue Technologie eingeschätzt wird, angenommen. Der Beitrag der *In-situ*-Laugung zur gesamten Hydrometallurgie beträgt dabei 50 %.

Die Angaben zu den Energiebedarfen der Pumpen bei der *In-situ*-Laugung sind sehr unterschiedlich und reichen von etwa 2,5 kWh/t Erz (M3 2013, S. 2 u. 229)²⁸ bis zu 70 kWh/t Erz (Norgate und Jahanshahi 2010). Dies macht eine zuverlässige Bewertung schwierig. Hier wird der Mittelwert von ca. 35 kWh/t Erz angesetzt. Für den Mittelwert von 35 kWh/t Erz ergeben sich für durch *In-situ*-Laugung und anschließendes SX-EW gewonnenes Kupfer ein KEA von rund 106 MJ-Äq/kg Cu und ein GWP in Höhe von rund 6,5 kg CO₂-Äq/kg Cu. Mit den oben angegebenen Maximal- und Minimalwerten ergibt sich eine Spannweite für den KEA von 50 bis 167 MJ-Äq/kg Cu und für das GWP von 2,6 bis 10,7 kg CO₂-Äq/kg Cu. Zum Vergleich: der KEA und das GWP bei der Haufenlaugung liegen unter gleichen Voraussetzungen²⁹ bei rund 80 MJ-Äq/kg Cu bzw. bei rund 4,9 kg CO₂-Äq/kg Cu. Nach den hier vorgenommenen Berechnungen bedeutet dies, dass sich die *In-situ*-Laugung hinsichtlich des energetischen Aufwands nicht lohnt bzw. nur dann, wenn der Strombedarf bei unter 20 kWh/t Erz liegt. Für das GWP liegt die Grenze minimal höher. Alle anderen Prozesse der Hydrometallurgie werden als identisch angenommen. Die Auswirkungen der gemachten Annahme zum Energiebedarf auf das Gesamtergebnis werden im Rahmen einer Sensitivitätsanalyse überprüft und sind in Kapitel 6.5.1.6 zu finden.

Entsprechend den Szenarien 1 und 2 werden zwei Varianten der Stromversorgung berechnet:

- a) Die Energieversorgung basiert auf demselben Energiemix wie im Jahr 2010.
- b) Es werden erneuerbare Energien für Abbau, Aufbereitung und Hydrometallurgie eingesetzt.

6.4.2.2 Ergebnisse der Bewertung

Abbildung 6.6 zeigt den ermittelten KEA und das GWP für die drei Szenarien und ihre Ausprägungen bei einem gleichbleibenden Erzgehalt von 0,7 % Cu. Szenario 1, welches keine Veränderung der geologischen Gegebenheiten beinhaltet, sowie alle Szenarien, die den Einsatz erneuerbarer Energien annehmen, führen im Vergleich zu den ermittelten Werten für 2010 zu einer Reduktion des KEA und GWP. Beim GWP ist die Reduktion durch die erneuerbaren Energien beachtlich, die Emissionen können jeweils um mindestens 55 % gesenkt werden. Beim KEA (gesamt) liegt die Reduktion zwischen 20 und 31 %. Eine Aufteilung des KEA in den erneuerbaren und nicht-erneuerbaren Anteil zeigt jedoch, dass die Reduktionspotentiale für den KEA nicht-erneuerbar in einem ähnlichen Rahmen liegen wie für das GWP. Szenario 2a verdeutlicht den Einfluss der geologischen Faktoren. In Abwesenheit einer regenerativen Energieerzeugung führen diese trotz technischer Verbesserungen zu einer Erhöhung des Aufwands. Auch eine zunehmende hydrometallurgische Verarbeitung (S3a) kann dies nicht ändern, sondern führt, unter den hier gemachten Annahmen, zu einer weiteren Erhöhung des KEA und GWP.

²⁸ Für die Berechnung siehe Anhang C.4.

²⁹ Annahmen: Erzgehalt 0,7 %; bei der *In-situ*-Laugung findet kein herkömmlicher Abbau statt. Der Verbrauch an Schwefelsäure wurde basierend auf den Bewertungen von 2010 mit 13 kg/t Erz angenommen. Für den Vergleichswert wurde für den Abbau der Tagebau mit einem SR von 2,5 und einer Tiefe von 500 m verwendet.

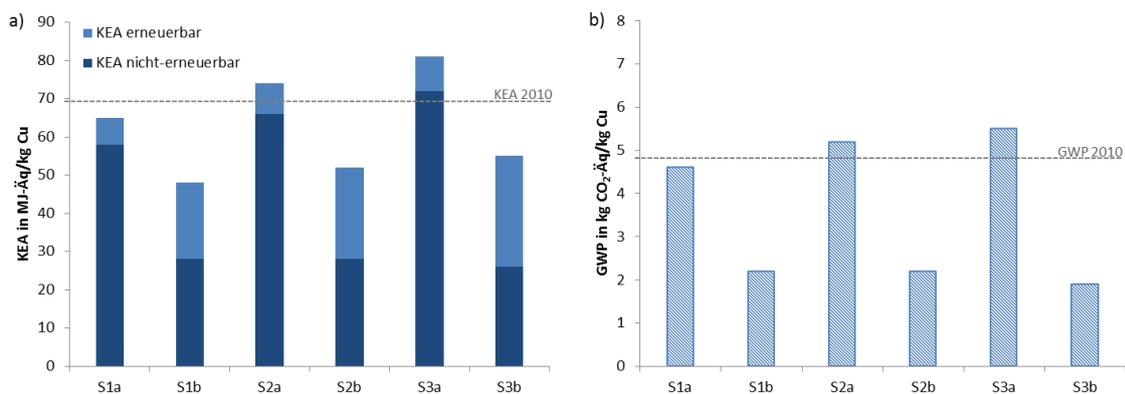


Abbildung 6.6: Ergebnisse für die modellierten Szenarien bei einem Erzgehalt von 0,7 % Cu. Zur besseren Einordnung der Ergebnisse sind die Ergebnisse der Bewertung für das Jahr 2010 (gestrichelte Linie) eingetragen.

Die Ergebnisse für einen niedrigeren Erzgehalt von 0,5 % Cu zeigt Abbildung 6.7. Es wird deutlich, dass bei weiter sinkenden Erzgehalten nicht auf den Einsatz erneuerbarer Energien verzichtet werden kann, wenn das Niveau des KEA (gesamt) der Kupfergewinnung im Jahr 2010 gehalten werden soll. Dies gilt insbesondere, wenn sich die geologischen Gegebenheiten, wie in Szenarien 2 und 3 angenommen, unvoreilhaft entwickeln. Der nicht-erneuerbare Anteil am KEA sinkt aber in allen Szenarien, die eine erneuerbare Elektrizitätserzeugung annehmen, deutlich. Dies bestätigt sich auch beim GWP, bei welchem der Einsatz erneuerbarer Energien auch bei sinkenden Erzgehalten zu einer deutlichen Einsparung führt.

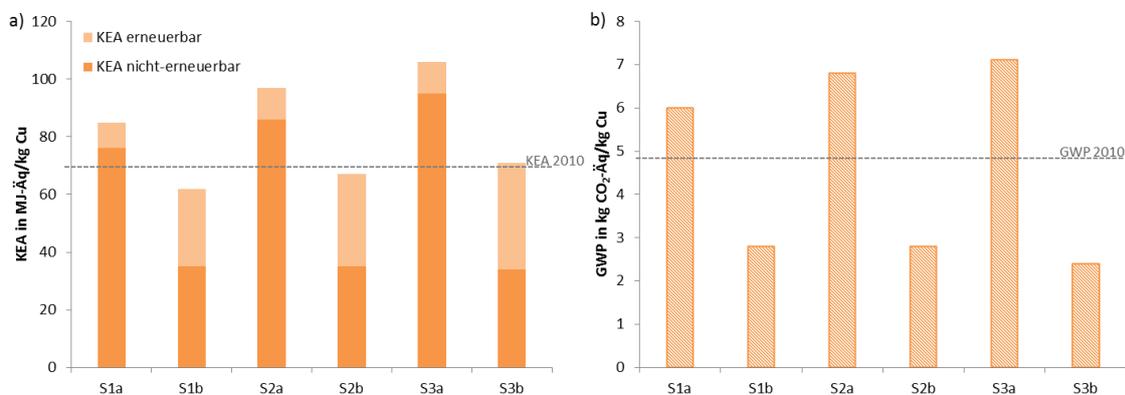


Abbildung 6.7: Ergebnisse für die modellierten Szenarien bei einem Erzgehalt von 0,5 % Cu. Zur besseren Einordnung der Ergebnisse sind die Ergebnisse der Bewertung für das Jahr 2010 (gestrichelte Linie) eingetragen.

Die Werte der in den Abbildungen dargestellten Ergebnisse sind folgender Tabelle zu entnehmen:

Tabelle 6.4: Ergebnisse für die modellierten Szenarien.

	S1a	S1b	S2a	S2b	S3a	S3b
Erzgehalt in % Cu	0,7					
KEA in MJ-Äq/kg Cu	65	48	74	52	81	55
GWP in kg CO ₂ -Äq/kg Cu	4,6	2,2	5,2	2,2	5,5	1,9
Erzgehalt in % Cu	0,5					
KEA in MJ-Äq/kg Cu	85	61	97	67	106	71
GWP in kg CO ₂ -Äq/kg Cu	5,9	2,7	6,8	2,7	7,1	2,4

6.4.3 Entwicklung des Aufwands der globalen Kupferproduktion

Der Kupferbedarf und somit auch die Primärproduktion sind seit den 1930er Jahren kontinuierlich gestiegen. Wurden in den Jahren 1925 bis 1935 durchschnittlich rund 1,6 Mio. t Cu abgebaut, war es im Zeitraum von 1965 bis 1975 schon etwa die fünffache Menge (7,5 Mio. t Cu). Von 2005 bis 2015 wurden durchschnittlich 16,6 Mio. t Cu abgebaut, was nochmals einer Steigerung um ca. 120 % entspricht (USGS 2014). Auch zukünftig wird der Kupferbedarf weiter steigen (Elshkaki et al. 2018). Nach Northey et al. (2014) wird die Primärproduktion im Jahr 2050 bei etwas unter 22 Mio. t Cu liegen.

Durch die zunehmende Produktion ist anzunehmen, dass auch der Gesamtaufwand (KEA und GWP) steigt, zumindest unter der Annahme, dass keine geologischen oder technischen Veränderungen eintreten. Wie die geologischen und technologischen Veränderungen, die in den Szenarien modelliert wurden, den Gesamtaufwand für die Kupferproduktion im Jahr 2050 beeinflussen, zeigt Abbildung 6.8.

Abbildung 6.8a) zeigt die Entwicklung des KEA, Teilabbildung b) zeigt die Entwicklung des GWP. Die Szenarien, die lediglich eine Veränderung der eingesetzten Produktionsverfahren sowie weiterer Faktoren wie der Abbautiefe und des SR beinhalten (Szenarien 1-3a), führen zu einer Erhöhung des Gesamtaufwands. Die Erhaltung des derzeitigen Niveaus oder sogar eine Reduktion des KEA bzw. GWP ist nur unter der Voraussetzung des Einsatzes erneuerbarer Energien zur Elektrizitätserzeugung möglich (Szenarien 1-3b). Das Reduktionspotential beim GWP ist dabei immens. Der Einsatz erneuerbarer Energien würde unter der Annahme eines konstanten Erzgehalts von 0,7 % Cu fast zu einer Halbierung der derzeitigen Gesamtemissionen führen, was zur Erreichung der aktuell angestrebten politischen Ziele beitragen würde. Sollte der Erzgehalt jedoch weiter auf 0,5 % Cu sinken, ist beim GWP im besten Falle eine Reduktion um etwa 35 % möglich. Der KEA würde bei einer Senkung des Erzgehalts in jedem Fall weiter steigen, wenn z. T. auch nur geringfügig. Zum Vergleich: Würden weder technologische noch geologische Veränderungen stattfinden, so läge der KEA im Jahr 2050 bei etwa 1.500 PJ-Äq und das GWP bei rund 105 Mio. t CO₂-Äq.

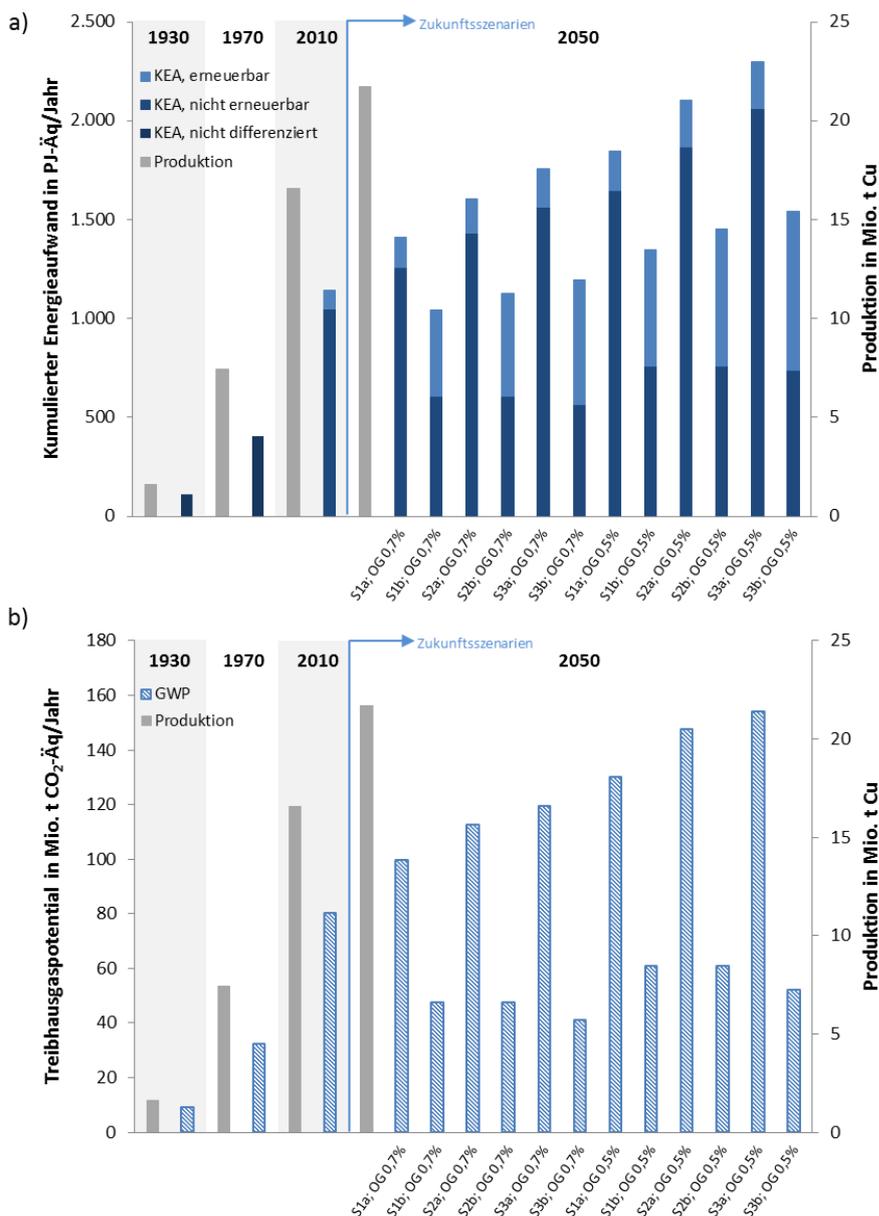


Abbildung 6.8: Aufwand der Kupfergewinnung in den Jahren 1930 bis 2050. Teilabbildung a) gibt den KEA wieder, Teilabbildung b) das GWP. Die Entwicklungen sind für alle Szenarien für einen Erzgehalt (OG) von 0,7 % Cu und 0,5 % Cu dargestellt.

6.5 Sensitivitätsanalysen und Outputvergleich

In diesem Kapitel wird das Modell validiert. Nach Page (1991, S. 150 f.) gehören neben der Plausibilitätsprüfung folgende Schritte zur operationalen Modellvalidierung: Sensitivitätsanalyse und Outputvergleich. Mithilfe von Sensitivitätsanalysen können Unsicherheiten, die durch Annahmen entstehen, bewertet werden. Dazu werden Parameter variiert und ihr Einfluss auf das Ergebnis ermittelt. In der vorliegenden Arbeit wurde der globale Durchschnitt analysiert. Nicht für alle Parameter sowie Stoff- und Energieströme konnten globale Daten recherchiert werden, weshalb Abschätzungen und Annäherungen basierend auf weiteren Informationen getroffen wurden. Im Rahmen der Sensitivitätsanalysen sollen

deshalb folgende Größen untersucht werden: Energiemix, Anteile der Verfahren, Gewinnungsraten, SR, Tiefe, verwendete Menge an Schwefelsäure sowie die Luftstromzunahme (in der Prognose). Zur graphischen Darstellung von Sensitivitätsanalysen eignet sich u. a. ein Strauss-Plot (siehe Couper 2003). Für den anschließenden Outputvergleich kommen verschiedene Verfahren in Betracht. Hier wird das Modell mittels historischer Daten überprüft. Der Vergleich wird aufgrund der Datenverfügbarkeit nur für das aktuelle Modell durchgeführt. Mithilfe der Validierung anhand historischer Daten kann die Eignung des Modells zur Abschätzung des KEA sowie GWP einer spezifischen Mine überprüft werden.

6.5.1 Sensitivitätsanalysen

Im Folgenden werden die Ergebnisse der Sensitivitätsanalysen der überprüften Größen vorgestellt.

6.5.1.1 Strommix

Für die globale Bewertung wurde angenommen, dass Minen die verwendete Elektrizität vom nationalen Netz beziehen. Tatsächlich beziehen Minen ihre Energie auch aus anderen Quellen, weshalb der Einfluss des Strommixes auf das Gesamtergebnis analysiert wird. 1930 betrug die Effizienz hauptsächlich fossil erzeugter Elektrizität rund 17 % (Schurr et al. 1960, S. 728), heute weisen auf fossilen Brennstoffen basierte Technologien einen Wirkungsgrad von über 30 % auf (EIA 2018). Bei erneuerbaren Energien liegt die Effizienz (KEA) zwischen etwa 80 und 95 % (diverse Datensätze zur Erzeugung erneuerbarer Energien aus ecoinvent (Wernet et al. 2016)). Um die aufgezeigte Bandbreite abzudecken, wird der KEA sowie das GWP der Elektrizitätserzeugung um $\pm 45\%$ variiert (siehe Abbildung 6.9). Für 1930 wird demnach eine Effizienz der Energieerzeugung von ca. 17 % bis ca. 46 % abgedeckt, für 1970 und 2010 von ca. 30 % bis über 80 %.

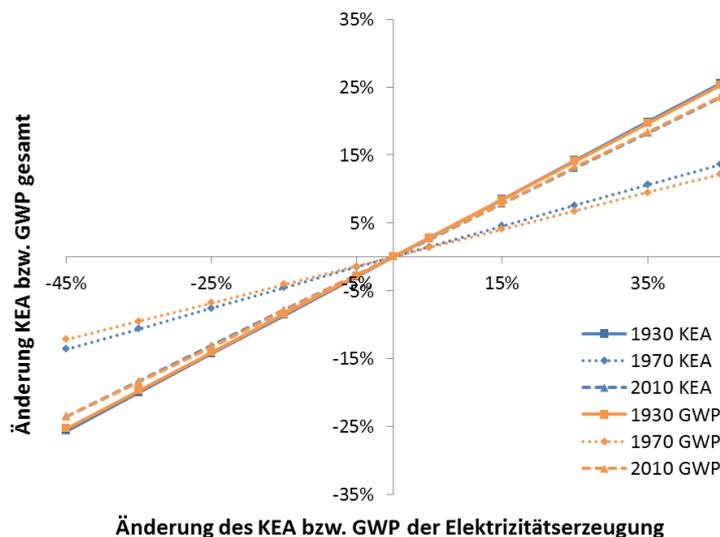


Abbildung 6.9: Auswirkungen der Variation des Aufwands der Elektrizitätserzeugung auf das Gesamtergebnis.

Der Gesamtaufwand (KEA und GWP) steigt bzw. sinkt proportional mit steigendem bzw. sinkendem Aufwand der Elektrizitätserzeugung. Das Modell der 1970er Jahre reagiert mit einer geringeren Änderung des Gesamtergebnisses als das Modell der 1930er und 2010er. Dies liegt darin begründet, dass die Elektrizitätserzeugung in den 1930ern noch relativ ineffizient war und somit einen höheren Anteil am gesamten Aufwand der Kupfergewinnung einnimmt. Eine Veränderung der Elektrizitätserzeugung und der mit ihr verbundenen Aufwände wirkt sich in den 1930er Jahren somit stärker aus. Die Effizienz im Jahr 1970 und 2010 ist deutlich höher und für beide Jahre annähernd gleich. Jedoch war in den 1970er Jahren der

Anteil an fossilen Energieträgern in der Metallurgie höher als heute, bei den anderen Prozessschritten sind die Anteile in etwa gleich verteilt. Die elektrische Energie spielt im Jahr 2010 daher eine wichtigere Rolle als im Jahr 1970.

6.5.1.2 Gewinnungsrate

Abbildung 6.10 stellt die Auswirkungen veränderter Gewinnungsraten auf Gesamt- bzw. Teilergebnisse dar. Teil a) der Abbildung zeigt den Einfluss der Gewinnungsrate der Aufbereitung. Dieser ist nicht zu vernachlässigen und steigt mit zunehmender Zeit aufgrund des sinkenden Erzgehalts. Teil b) der Abbildung zeigt den Einfluss der Gewinnungsrate des Schmelzens, Teil c) der Laugung und Teil d) der weiteren hydrometallurgischen Verarbeitung. Der Aufwand steigt jeweils mit einer sinkenden Gewinnungsrate. In den betrachteten Bereichen verhalten sich fast alle getesteten Veränderungen proportional. Eine Ausnahme stellt die in Teil c) dargestellte Änderung der Gewinnungsrate der Laugung dar. Würde der getestete Bereich jedoch weiter ausgedehnt, würde sich auch bei den anderen Teilabbildungen eine überproportionale Veränderung des KEA bzw. GWP zeigen. Die gezeigten Bereiche wurden jedoch so angepasst, dass sie realistische Spannweiten wiedergeben. Bei Veränderungen von Parametern, die die Hydrometallurgie betreffen, ist die Auswirkung auf das Gesamtergebnis aufgrund des geringeren Produktionsanteils gering. Für die Hydrometallurgie selbst kann eine Verringerung der Effizienz der Laugung jedoch beachtliche Auswirkungen haben.

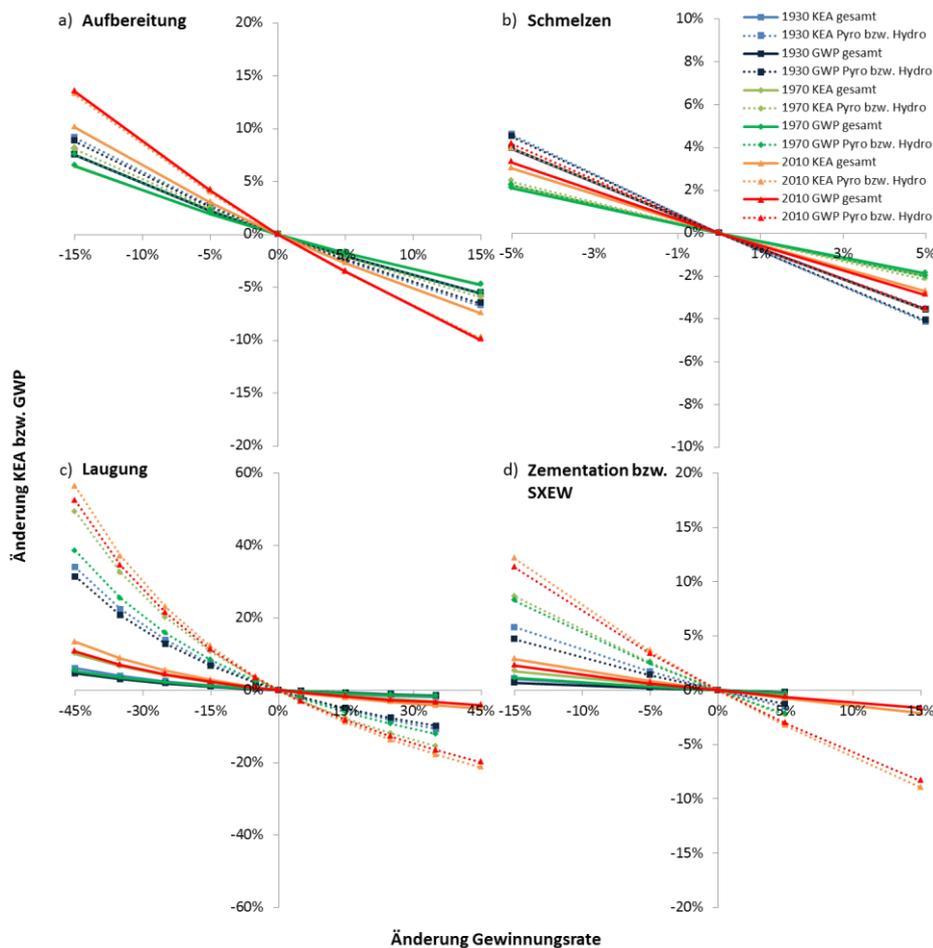


Abbildung 6.10: Auswirkungen der Variation der Gewinnungsraten auf Gesamt- und Teilergebnisse. Teilabbildung a) zeigt die Variation der Gewinnungsrate der Aufbereitung, Teilabbildung b) des Schmelzens, Teilabbildung c) der Laugung und Teilabbildung d) der Zementation (1930 und 1970) bzw. SX-EW (2010).

6.5.1.3 Produktionsanteile

Für alle Produktionsanteile werden die Annahmen im Rahmen der Sensitivitätsanalyse überprüft. Aufgrund des höheren spezifischen Aufwands des Untertagebaus führt eine Senkung des Anteils an OP-Minen und damit Steigerung des Anteils an UG-Minen immer zu einer Erhöhung des KEA bzw. GWP (siehe Abbildung 6.11a)). Die Veränderung in den 1930er und 1970er Jahren wirkt sich sehr ähnlich aus, weshalb die Geraden nahezu identisch sind. Teilabbildung b) zeigt, dass eine Erhöhung des Anteils der Pyrometallurgie in allen betrachteten Zeiträumen zu einer Senkung des KEA führt.³⁰ Im Jahr 2010 hat eine Veränderung des Anteils der Verfahrensroute im getesteten Bereich kaum eine Auswirkung auf das GWP. Eine Erhöhung des Anteils der pyrometallurgischen Route führt nur zu einer geringfügigen Senkung der Gesamtemissionen. In den 1930er und 1970er hingegen führte eine Erhöhung des Anteils der Pyrometallurgie zu einem höheren GWP, wenn auch nur minimal.

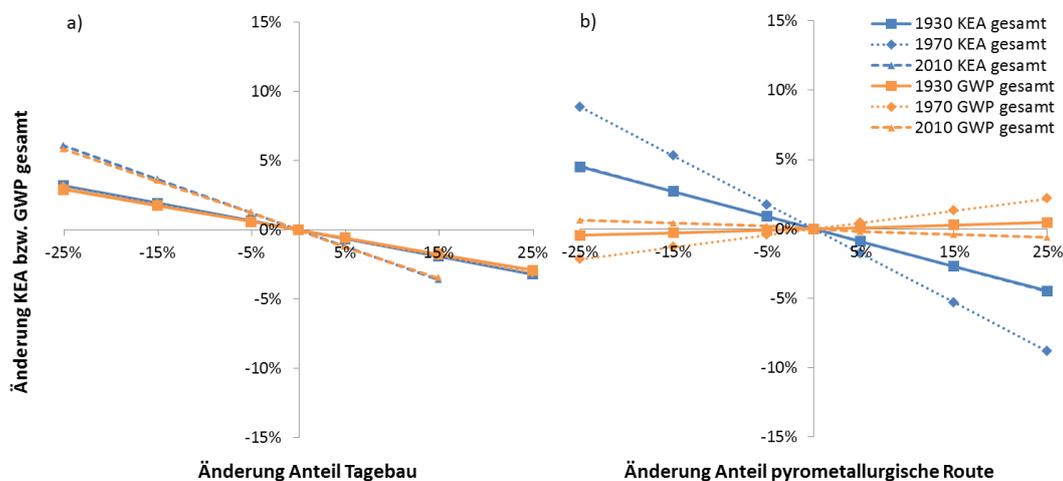


Abbildung 6.11: Auswirkung der Variation der Produktionsanteile a) des Tagebaus und b) der pyrometallurgischen Route auf das Gesamtergebnis.

Die Anteile der unterschiedlichen hydrometallurgischen Verfahren in den 1930er und 1970er Jahren wurden ebenfalls getestet (siehe Abbildung C.3). Der Einfluss auf das Gesamtergebnis ist zu vernachlässigen. Insgesamt haben alle getesteten Annahmen einen geringen Einfluss auf das Gesamtergebnis.

6.5.1.4 Stripping ratio und Tiefe

In Kapitel 5.1 wurde das SR als wichtiger Einflussfaktor ermittelt. Der Einfluss der Tiefe wurde als gering eingestuft, jedoch für zukünftige Entwicklungen als relevant identifiziert. Die Tiefe wurde nur für das Jahr 2010 getestet. Für die anderen Jahre kann die Tiefe aufgrund des geringen Detaillierungsgrads der verfügbaren Daten nicht betrachtet werden. Die Sensitivitätsanalyse bestätigt die geringe Bedeutung der Tiefe. Bei einem Anstieg auf etwas über 1000 m, d. h. einer Steigerung um über 100 %, ist die Veränderung des Gesamtergebnisses kleiner 10 % (siehe Abbildung 6.12).

³⁰ Die Veränderung für 1930 und 2010 ist identisch, weshalb nur eine Gerade zu sehen ist.

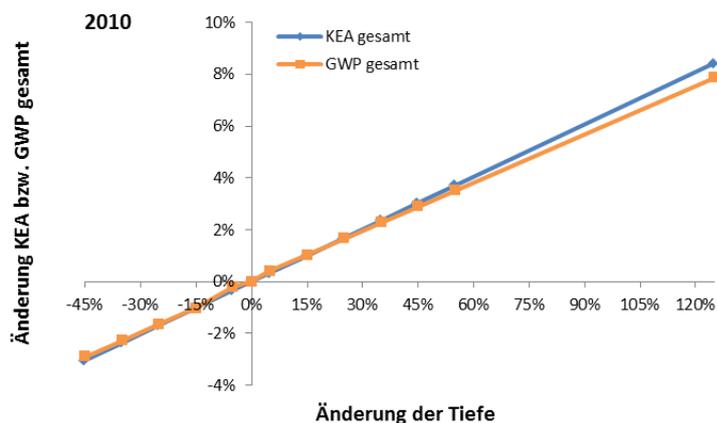


Abbildung 6.12: Auswirkungen der Variation der Tiefe auf das Gesamtergebnis im Jahr 2010.

Für das SR wird angenommen, dass der durchschnittliche Wert (aller Jahre) eher unterschätzt wurde, weshalb die Auswirkung einer Erhöhung des SR detaillierter betrachtet wird. Um für alle Zeiträume das derzeitige SR von 2,5 abzudecken, wird eine Erhöhung der zeitspezifischen Annahmen um 125 % geprüft (siehe Abbildung 6.13).

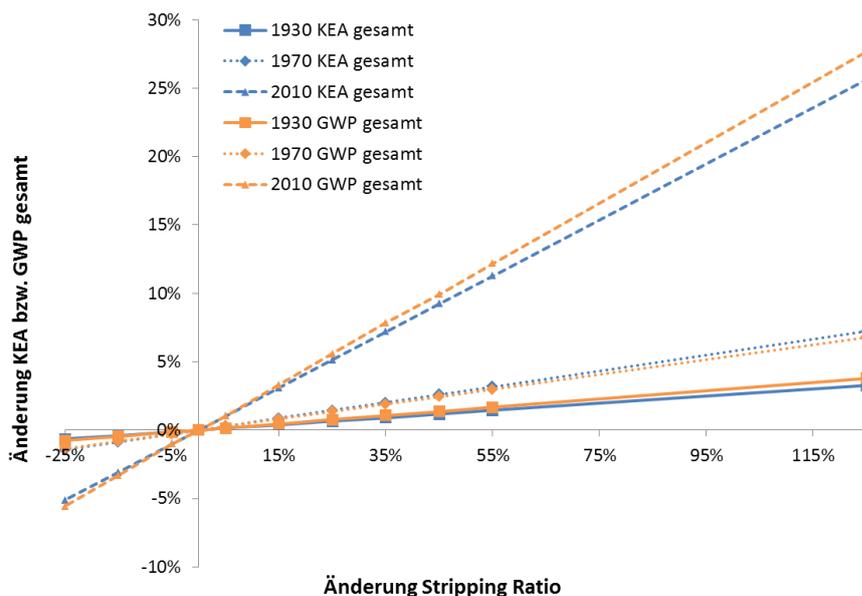


Abbildung 6.13: Auswirkungen der Variation des SR auf das Gesamtergebnis.

Das SR hat im Modell 2010 einen höheren Einfluss auf das Gesamtergebnis als die Tiefe, der Einfluss ist insgesamt jedoch gering. Im Vergleich zu 2010 ist der Einfluss des SR in den 1930er und 1970er Jahren deutlich geringer, was durch den steigenden Anteil des Tagebaus sowie den sinkenden Erzgehalt über die betrachtete Periode zu erklären ist. Für reine OP-Minen ist der Einfluss des SR (bei gleichem Erzgehalt) noch geringfügig höher als die Werte für 2010 zeigen, da bei der Bewertung für 2010 ein Anteil des Untertagebaus von 10 % angenommen wurde.

6.5.1.5 Schwefelsäure

Angaben zur eingesetzten Menge an Schwefelsäure variieren stark. Teilweise wird sogar von einer schwefelsäureneutralen Laugung ausgegangen (siehe z. B. Norgate und Rankin 2000). Aufgrund dieser starken Schwankungen soll der Einfluss des Einsatzes von Schwefelsäure auf das Gesamtergebnis geprüft werden. Eine Schwankung der angenommenen durchschnittlichen Menge von $\pm 50\%$ ist durchaus realistisch.

Insgesamt hat eine Variation der eingesetzten Menge an Schwefelsäure für alle betrachteten Zeiträume nur geringe Auswirkungen auf das Gesamtergebnis (siehe Abbildung 6.14). Den angegebenen zeitlichen Verlauf des Aufwands beeinflusst diese Annahme daher nur minimal. Die Auswirkungen auf die Hydrometallurgie selbst sind höher, insbesondere auf den KEA. Der größte Einfluss ist für das Modell der 1970er Jahre zu beobachten, da dort die angenommene Menge auch die höchste aller betrachteten Zeiträume ist.

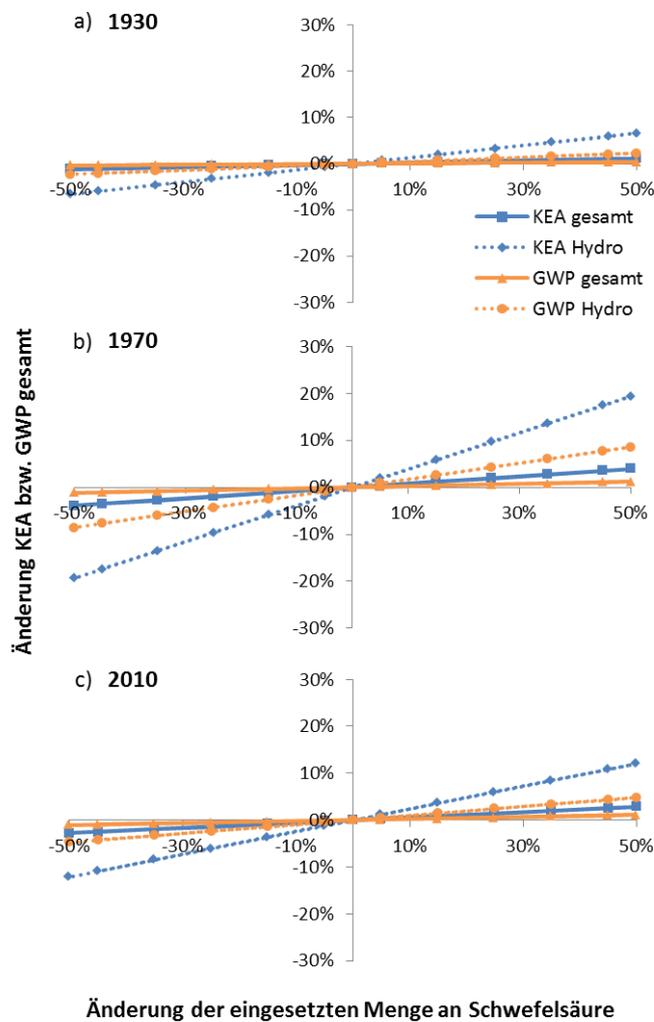
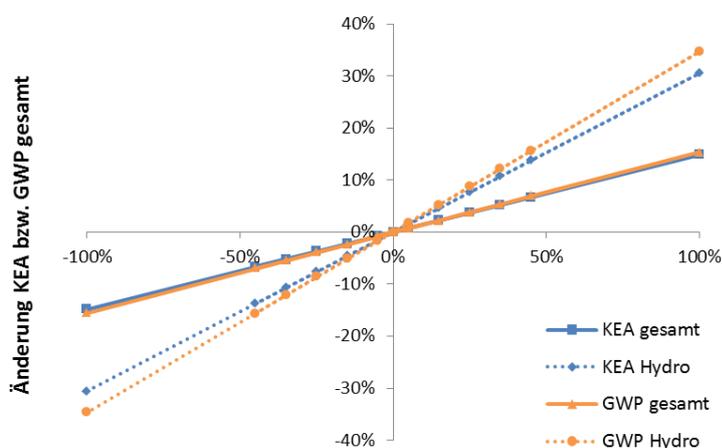


Abbildung 6.14: Auswirkungen der Variation der eingesetzten Menge Schwefelsäure a) 1930, b) 1970 und c) 2010 auf das Gesamtergebnis.

6.5.1.6 Energiebedarf *In-situ*-Laugung

Um die *In-situ*-Laugung zu bewerten, wurde für die Prognose das Modell um diese erweitert. Wie bereits in Kapitel 6.4.2.1 diskutiert, unterscheiden sich Literaturangaben zum Energiebedarf der Laugung stark. Der Einfluss der Annahme auf die *In-situ*-Laugung selbst wurde bereits in Kapitel 6.4.2.1 behandelt. Im Folgenden wird die Auswirkung der Variation des Strombedarfs der *In-situ*-Laugung auf das Gesamtergebnis sowie den Aufwand der hydrometallurgischen Route in Szenario 3a betrachtet, da die Auswirkungen dort am höchsten sind.

Der Einfluss der Annahme auf das Gesamtergebnis ist gering, beim KEA sowie GWP der hydrometallurgischen Route sind die Auswirkungen höher (siehe Abbildung 6.15). Eine Erhöhung des Energiebedarfs um 100 % führt zu einem Anstieg des KEA und GWP der hydrometallurgischen Route von 31 % bzw. 35 %. Das Gesamtergebnis steigt um jeweils 15 %.



Änderung Elektrizitätsbedarf In-Situ-Laugung

Abbildung 6.15: Auswirkungen der Veränderung des Elektrizitätsbedarfs bei der *In-situ*-Laugung auf die Ergebnisse von Szenario 3a.

6.5.1.7 Luftstromzunahme

Da derzeit wenige Informationen zur Veränderung des Ventilationsaufwands mit zunehmender Elektrifizierung und Tiefe verfügbar sind, wurde in Kapitel 5.2.2.2 ein Verhältnis zur Abschätzung der Veränderung des benötigten Luftstroms mit zunehmender Tiefe hergeleitet. Dabei wurde eine Zunahme des Luftstroms von 10 % pro 100 m angenommen. Diese Annahme wird im Rahmen einer Sensitivitätsanalyse überprüft. Es werden nur die Auswirkungen auf Szenario 2a überprüft, da bei Szenario 1 keine Veränderung der Tiefe stattfindet und die Auswirkungen bei den restlichen Szenarien aufgrund der Verwendung erneuerbarer Energien oder der vermehrten *In-situ*-Laugung geringer sind.

Wie Abbildung 6.16 zeigt, wirkt sich eine Änderung dieser Annahme nicht stark auf den Aufwand des Untertagebaus aus. Daher sind die Auswirkungen auf den KEA sowie das GWP des Abbaus und der gesamten Kupfergewinnung minimal.

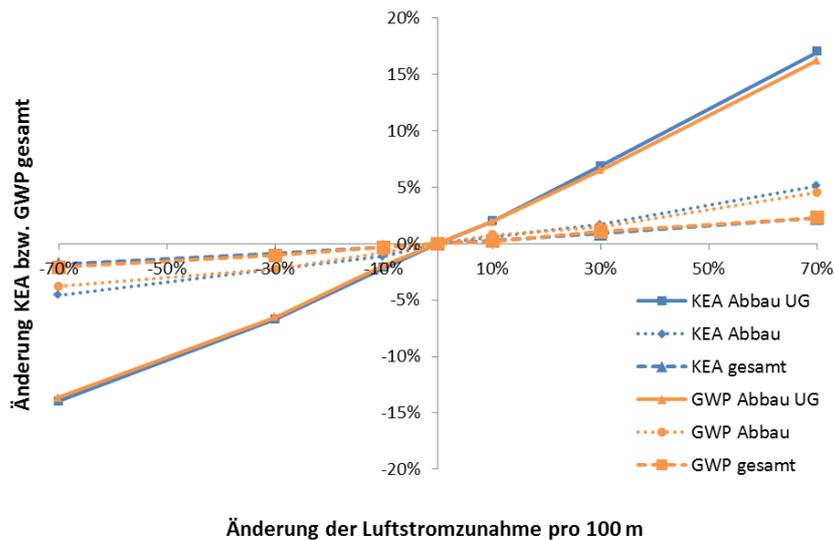


Abbildung 6.16: Auswirkungen der Veränderung der Luftstromzunahme auf die Ergebnisse von Szenario 2a.

6.5.1.8 Zusammenfassung

Insgesamt liefert das Modell robuste Ergebnisse. Änderungen einzelner Annahmen auf das Gesamtergebnis sind für alle Jahre als gering einzustufen. Auf Teilergebnisse können Veränderungen einen größeren Einfluss haben, dies ist jedoch auch gewollt, da das Modell an verschiedene Gegebenheiten anpassbar sein soll. Neben der Energiebereitstellung, welche wie bereits in Kapitel 6.4 gezeigt, eine bedeutende Rolle für die zukünftige Verfügbarkeit von Kupfer spielt, haben die Gewinnungsraten den größten Einfluss. Jedoch ist eine hohe Abweichung der Gewinnungsraten auch eher unwahrscheinlich. Die Sensitivitätsanalyse bekräftigt des Weiteren die in Kapitel 5.1 bereits aufgezeigte geringe Bedeutung der Abbautiefe, welche für erste Analysen ohne signifikante Auswirkungen mit Standardwerten belegt werden kann. Zudem hat die Sensitivitätsanalyse gezeigt, dass sich einzelne Indikatoren bei einer Variation der Parameter auch in unterschiedliche Richtungen entwickeln können. Daher sollten für eine umfassende Bewertung, die als Entscheidungsgrundlage dient, immer mehrere Indikatoren einbezogen werden.

6.5.2 Vergleich der Modellergebnisse mit historischen Daten

Um die Aussagekraft des Modells für die Abschätzung des Aufwands einzelner derzeit betriebener Minen zu überprüfen, wird ein Vergleich mit historischen Daten vorgenommen.

Für die Validierung sind Daten für Chile, welches mit über einem Drittel der jährlich abgebauten Menge der wichtigste Lieferant für Kupfer ist und in welchem sich auch die Mehrheit der größten Minen befindet, verfügbar. Diese werden von der Chilenischen Kupferkommission (auch Cochilco genannt) veröffentlicht und enthalten Angaben zu den durchschnittlichen Energieverbräuchen einzelner Prozesse sowie die durchschnittlichen Erzgehalte, welche den wichtigsten Einflussfaktor darstellen. Angaben zum SR sowie der Tiefe fehlen. Da die Tiefe, wie in den Sensitivitätsanalysen gezeigt wurde, kaum einen Einfluss auf den derzeitigen Energiebedarf hat, kann hier der Standardwert von 500 m ohne signifikante Auswirkungen auf die Bewertung angenommen werden. Das SR hingegen spielt beim Tagebau durchaus eine Rolle. In Chile handelt es sich hauptsächlich um porphyrische Lagerstätten (Arndt et al. 2017, S. 37), welche auch global die Mehrheit ausmachen (Northey et al. 2014), daher liefert das verwendete durchschnittliche SR von 2,5 eine gute Basis. Ebenfalls sind für Chile Daten zum Ausstoß an CO₂-Äq verfügbar, welche einen Abgleich des GWP erlauben.

Des Weiteren können die historischen Daten, welche in Kapitel 5.1.2 zur Ermittlung relevanter Einflussfaktoren genutzt wurden, für eine Validierung herangezogen werden. Aus den Berichten sind nur die Energiebedarfe zu entnehmen. Angaben zur eingesetzten Menge an weiteren Hilfs- und Betriebsstoffen sind kaum vorhanden und können daher nicht in die Auswertung einbezogen werden. Da die eingesetzte Energie insgesamt den größten Anteil am KEA und GWP hat, wird die Aussagekraft der Bewertung dadurch nur unwesentlich eingeschränkt. Die vorhandenen Datensätze repräsentieren unterschiedliche Abbau- und Fertigungsverfahren, Lagerstättentypen und Regionen, wodurch das Modell für eine große Bandbreite überprüft werden kann. Darunter sind auch Minen, die gemessen am Produktionsvolumen zu den bedeutendsten Minen zählen (Los Pelambres, Radomiro Tomic, El Teniente, Bingham Canyon und Chuquicamata) (ICSG 2019, 2018). Es können jedoch nicht alle Minen für einen Vergleich herangezogen werden, da sie verschiedene Verfahren nutzen und die Anteile der einzelnen Verfahren nicht bekannt sind. Insgesamt werden 22 Minen der in Tabelle 5.1 in Kapitel 5.1.2 aufgelisteten Minen für den Vergleich herangezogen.

6.5.2.1 Vergleich der Modellergebnisse mit dem chilenischen Kupferbergbau

Energieaufwand

Als Datengrundlage zur Bewertung des Modells dienen die durch eine Umfrage der Chilenischen Kupferkommission ermittelten Daten der Jahre 2005 bis 2015 (Energie: Cochilco 2016b; Erzgehalt: Cochilco; Cochilco 2016a; Cochilco 2017; Cochilco 2018; Cochilco 2019). Die Energieverbräuche sind getrennt nach Brennstoffen und elektrischer Energie für jeden Prozessschritt erfasst und in Abbildung 6.17 dargestellt. Für die entsprechenden Erzgehalte wird ebenfalls der Energiebedarf mithilfe des hier entwickelten Modells ermittelt (rote Linie in Abbildung 6.17). Für den Vergleich wurde das eigene Modell angepasst. Einbezogen wurde nur der Verbrauch an direkter (Brennstoffe) sowie indirekter Energie (Elektrizität). Die Energie zur Bereitstellung von Wasser wurde ebenfalls berücksichtigt sowie der Bedarf an Elektrizität für die Herstellung von Sauerstoff. Für den Abbau und die Aufbereitung wurden unterschiedliche Erzgehalte verwendet. Die Werte sind in Abbildung 6.17 eingezeichnet. Seit dem Jahr 2007 werden die Erzgehalte für die verschiedenen Laugungsverfahren getrennt angegeben. Da der Anteil der beiden Verfahren an der Produktion nicht bekannt ist, wurde für die Berechnung des Modells der Erzgehalt, welcher für die Haufenlaugung angegeben wird, verwendet. Die Haufenlaugung ist auf globaler Ebene das wichtigere Verfahren (Schlesinger et al. 2011, S. 8 ff.).

Bei der Pyrometallurgie können sehr gute Ergebnisse erzielt werden. Über die Jahre überschätzt das Modell den Gesamtenergiebedarf um durchschnittlich 1 %. Bei der Hydrometallurgie hingegen erfolgt eine Überschätzung des Gesamtenergiebedarfs von 24 %. Dies ist hauptsächlich auf den Abbau zurückzuführen. Die eigenen berechneten Energiebedarfe pro Tonne Kupfer sind durchschnittlich 62 % höher als für die chilenische Kupferindustrie angegeben. Dies spiegelt sich auch im Anteil am Gesamtenergieaufwand wider (siehe Abbildung 6.18 und Abbildung 6.19). Bei der eigenen Bewertung ist der Anteil des Abbaus bei der Pyrometallurgie durchschnittlich um 14 %-Punkte höher.

Die starke Überschätzung des Energiebedarfs beim Abbau wird bei der pyrometallurgischen Route hauptsächlich durch eine Unterschätzung des Energieaufwands bei der Metallurgie ausgeglichen (durchschnittlich -25 % pro Tonne Kupfer). Dies könnte u. a. auf die im Modell angenommene durchschnittliche Technologie beim Schmelzen zurückzuführen sein. Bei der Hydrometallurgie (Laugung und SX-EW) sind die Abweichungen der Werte der Chilenischen Kupferkommission und den berechneten Werten gering, daher wirkt sich auch die Überschätzung des Abbaus merkbar auf das Gesamtergebnis aus.

Insgesamt liegen die ermittelten Abweichungen bei der pyrometallurgischen Route zwischen -7 und +8 %. Bei der hydrometallurgischen Route liegen die Abweichungen im Bereich zwischen +13 und +33 %. Weitere Angaben zur Verteilung der Werte sind in Abbildung C.4 zu finden.

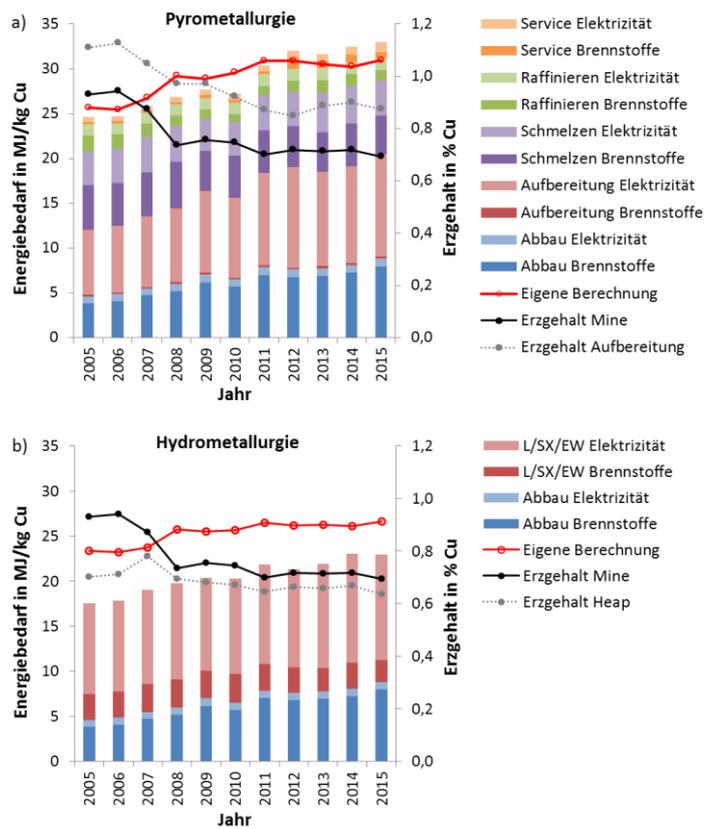


Abbildung 6.17: Vergleich der ermittelten Energieaufwände mit Daten chilenischer Minen³¹ für die a) pyrometallurgische und b) hydrometallurgische Kupfergewinnung.

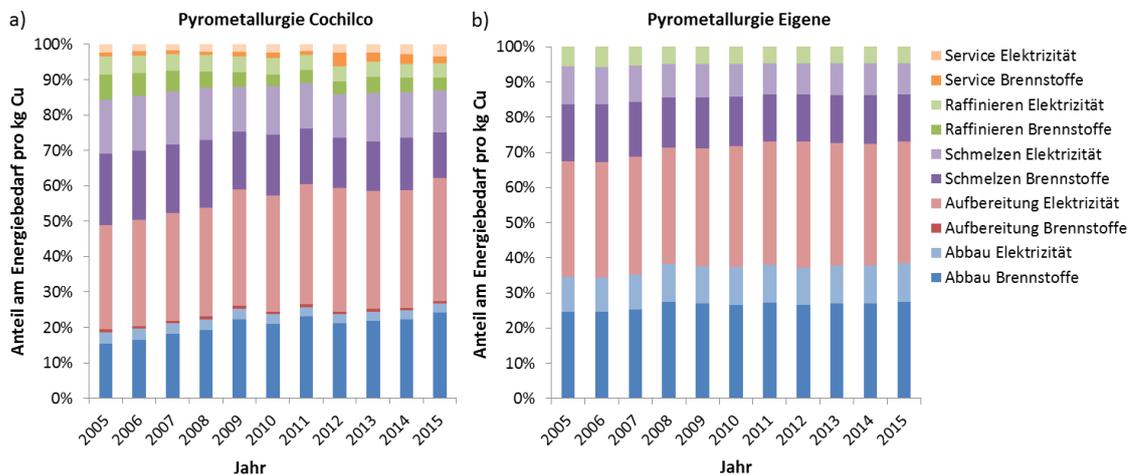


Abbildung 6.18: Anteile der einzelnen Prozesse am Energiebedarf der pyrometallurgischen Kupfergewinnung in a) Chile und b) mittels des Modells berechnet.

³¹ Der Service wurde der Pyrometallurgie zugerechnet, da er die Aufbereitung von Meerwasser enthält (Cochilco 2016b), welches zu großen Teilen bei der Aufbereitung eingesetzt wird. Der Anteil des Service am Gesamtergebnis ist relativ gering.

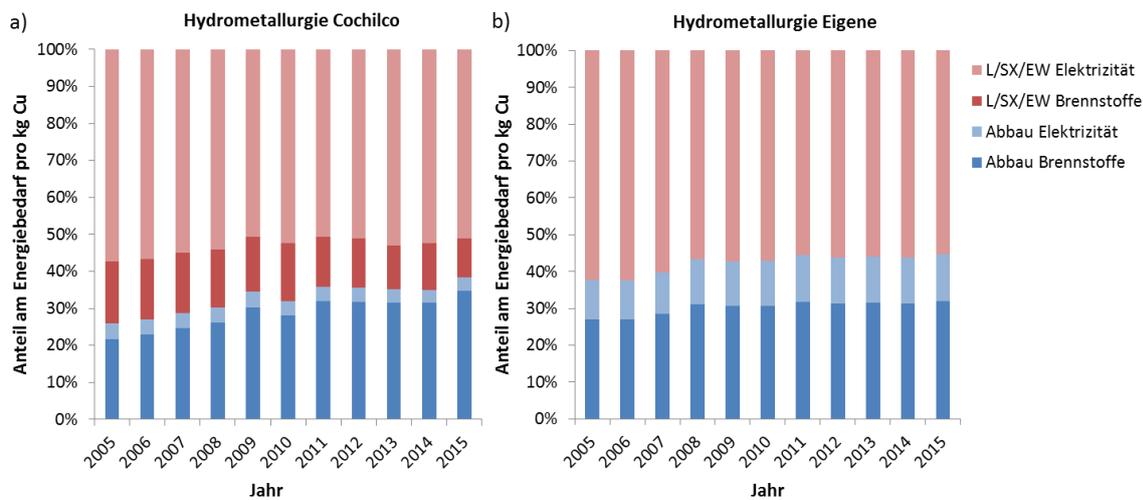


Abbildung 6.19: Anteile der einzelnen Prozesse am Energiebedarf der hydrometallurgischen Kupfergewinnung in a) Chile und b) mittels des Modells berechnet.

Treibhausgaspotential

Es sind ebenfalls Daten zu den direkten und indirekten Treibhausgasemissionen der chilenischen Kupfergewinnung verfügbar, die einen Vergleich ermöglichen. Angaben zu den indirekten Emissionen sind jedoch nur bis zum Jahr 2009 vorhanden, seit 2010 ist die Chilenische Kupferkommission nicht mehr für die Berechnung der indirekten Emissionen zuständig. Die Daten werden für die Bewertung vervollständigt, dafür wird der prozessspezifische Emissionsfaktor mithilfe der Daten zum Energieverbrauch für 2009 ermittelt und bis zum Jahr 2015 als konstant angenommen (schraffierte Balken in Abbildung 6.20). Zudem müssen noch Gewinnungsraten angenommen werden. Diese wurden aus dem Modell für das Jahr 2010 übernommen. Auch das Modell muss für die Bewertung angepasst werden, dazu werden für den chilenischen Strommix Daten der Datenbank ecoinvent hinterlegt (ecoinvent b). Dieser Wert entspricht in etwa dem Durchschnitt der von der Chilenischen Kupferkommission angegebenen Werte. Zudem kann angenommen werden, dass bei Bewertungen einzelner Länder auf solche Datensätze zurückgegriffen wird.

Abbildung 6.20 zeigt die Ergebnisse des Vergleichs. Für die pyrometallurgische Route liegen die Abweichungen zwischen -19 % und +14 % (Durchschnitt -9 %), bei der hydrometallurgischen Kupfergewinnung zwischen -12 % und +31 % (Durchschnitt 0 %). Auch hier wird der Abbau teilweise stark überschätzt (siehe Abbildung 6.21 und Abbildung 6.22), was nicht verwunderlich ist, da Energie und GWP wie in Kapitel 4 beschrieben eng miteinander verknüpft sind. Daher ist es aber umso verwunderlicher, dass die durchschnittliche Differenz zwischen dem mit dem Modell ermittelten GWP und den Angaben der Chilenischen Kupferkommission mit der Zeit stärker variiert, als dies beim Energiebedarf der Fall ist. Die Erklärung liefern die CO₂-Faktoren, die zur Ermittlung des GWP der chilenischen Kupfergewinnung hinterlegt wurden. Der Faktor für die indirekten Emissionen nimmt mit der Zeit zu. Im Modell sind die Faktoren jedoch konstant.

Da für den Vergleich des GWP ebenfalls die Erzhalte eine Rolle spielen, ergeben sich auch hier Unsicherheiten, die auf die Inkonsistenz der verfügbaren Daten zurückzuführen sind. Für weitere Informationen zur Verteilung siehe Abbildung C.4.

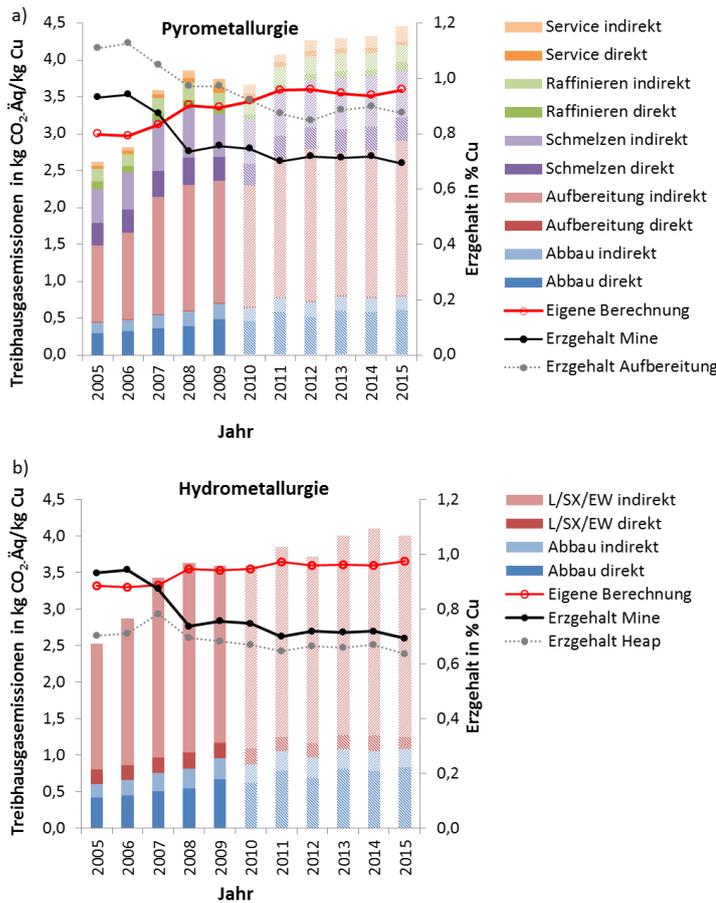


Abbildung 6.20: Vergleich der ermittelten Treibhausgasemissionen mit Daten chilenischer Minen für die a) pyrometallurgische und b) hydrometallurgische Kupfergewinnung. Schraffierte Balken sind Schätzungen (siehe Text).

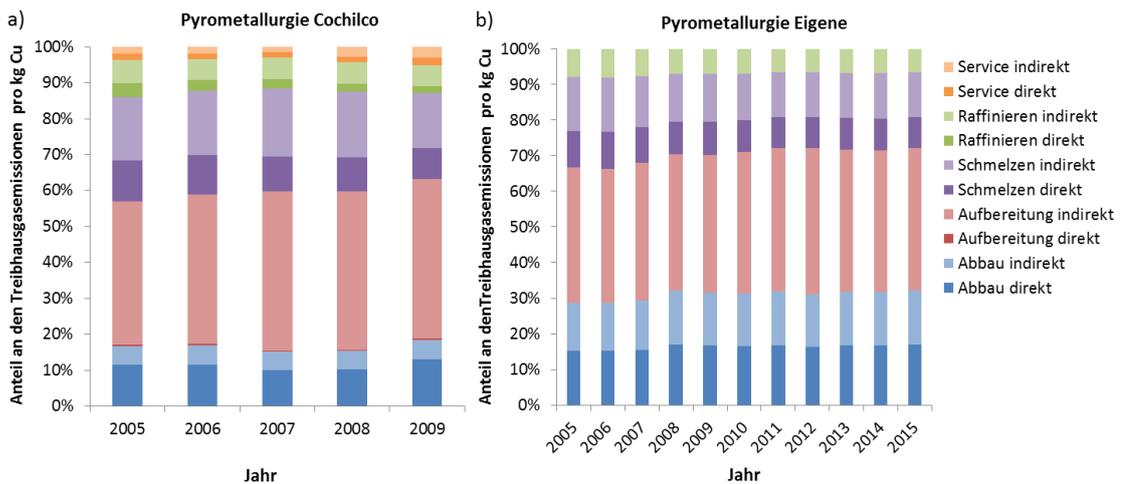


Abbildung 6.21: Anteile der einzelnen Prozesse an den Treibhausgasemissionen der pyrometallurgischen Kupfergewinnung in a) Chile und b) mittels des Modells berechnet.

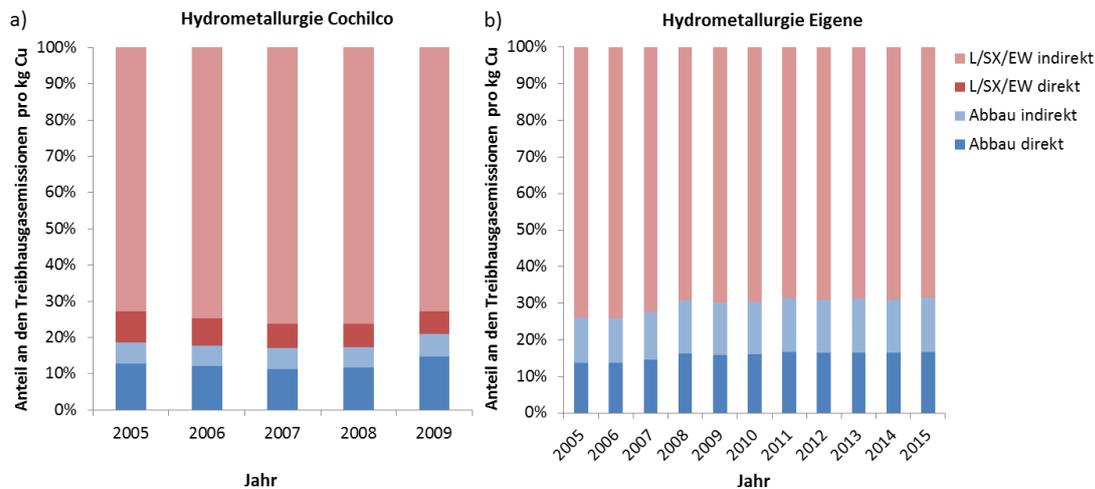


Abbildung 6.22: Anteile der einzelnen Prozesse an den Treibhausgasemissionen der hydrometallurgischen Kupfergewinnung in a) Chile und b) mittels des Modells berechnet.

6.5.2.2 Vergleich der Modellergebnisse mit empirischen Daten aus Unternehmensberichten

Die bereits in Kapitel 5.1.2 verwendeten Daten werden wie beschrieben für einen Vergleich herangezogen. Die Daten berücksichtigen die Jahre 2003 bis 2015. Für die Validierung werden die Parameter Erzgehalt, Tiefe und SR einbezogen. Anschließend wird der Gesamtenergiebedarf mithilfe des Modells ermittelt und mit den Angaben in den Reports verglichen. Die Reportdaten werden nach der Abbaumethode und dem Endprodukt (Konzentrat/Anode/Kathode) gruppiert.

Ein erster Vergleich der Energiebedarfe pro Tonne Kupfer zeigt z. T. höhere Abweichungen, die nochmals genauer untersucht werden. Die Untersuchungen zeigen, dass die Nebenprodukte und die verwendete Technologie bei der Pyrometallurgie zu berücksichtigen sind. Wie bereits in Kapitel 5.1.2 erläutert wurde, gibt es Minen, die zwei Erze abbauen. Man kann in einem solchen Fall von separaten Abbau- und Aufbereitungsanlagen ausgehen und damit auch mit einem deutlich höheren Energiebedarf der Mine. Bei den berücksichtigten Daten betrifft dies Golden Grove, Neves Corvo und Sepon. Für diese Minen wird der mittels des Modells ermittelte Energiebedarf mit dem Energiebedarf aus den Reports unter Berücksichtigung der Nebenprodukte verglichen. Der Einbezug der Nebenprodukte bei den Reportdaten wird über die Verwendung von Cu-Äq, wie sie schon in Kapitel 5.1.2 eingesetzt wurden, vorgenommen. Dies stellt eine Annäherung dar, da neben der produzierten Menge auch der monetäre Wert einfließt. Eine Anpassung des Schmelzverfahrens wird für die Mine Palabora in Südafrika vorgenommen. Dort wird noch immer ein Ofen des Typs *reverberatory* eingesetzt, welcher eine veraltete Technologie mit deutlich höherem Energiebedarf darstellt. Dieser Ofen wurde bereits in den 1970ern eingesetzt, weshalb auch die für diese Zeit ermittelten Werte im Modell verwendet werden.

Im Gegensatz zur teilweise starken Überschätzung des Energieaufwands bei den Daten aus Chile zeigt sich beim Vergleich mit den Reportdaten bei Minen, die Erz abbauen und anschließend zu einem Konzentrat aufbereiten, durchschnittlich sogar eine Unterschätzung. Bei den OP-Minen (Abbildung 6.23a)) liegt die durchschnittliche Unterschätzung bei 20 %, bei UG-Minen (Abbildung 6.23b)) bei 29 %. Weitere Angaben zur Streuung der Abweichung, auch für die folgenden Verfahren, können Abbildung 6.23 entnommen werden. Bei Minen, die Kupfer hydrometallurgisch gewinnen, überschätzt das Modell den Aufwand um durchschnittlich 23 % (siehe Teilabbildung c); dies entspricht in etwa dem Vergleich mit den Daten aus Chile). Bei Kupfer, das unter Tage gewonnen und anschließend bis zur Kupferanode aufbereitet wird (Abbildung 6.23d)), findet eine durchschnittliche Unterschätzung von 27 % statt. Der

durchschnittlich ermittelte Energiebedarf bei unter Tage gewonnenem und zu Kupferkathoden verarbeiteten Erz (Abbildung 6.23f)) liegt etwa bei 33 % unter den Reportdaten. Bei OP-Minen, die Kupferkathoden herstellen (Abbildung 6.23e)), wird der Energiebedarf um durchschnittlich 29 % unterschätzt. Die größte Spannweite der Abweichungen zeigt sich bei UG-Minen, die ein Konzentrat sowie Anoden herstellen (Abbildung 6.23b)) und OP-Minen, die Kupferkathoden (Abbildung 6.23f)) herstellen. Teilweise konnten nur zwei oder weniger Minen pro Kategorie überprüft werden. Dabei konnten für eine der Minen in der jeweiligen Kategorie sehr gute Ergebnisse erzielt werden, für die andere Mine ergaben sich relativ hohe Abweichungen. Auch durch eine genauere Betrachtung dieser Minen konnte kein eindeutiger Grund für die hohe Abweichung identifiziert werden. Innerhalb der verschiedenen Jahre einer Mine, auch in den anderen Kategorien, waren die Abweichungen jedoch in der Regel konstant.

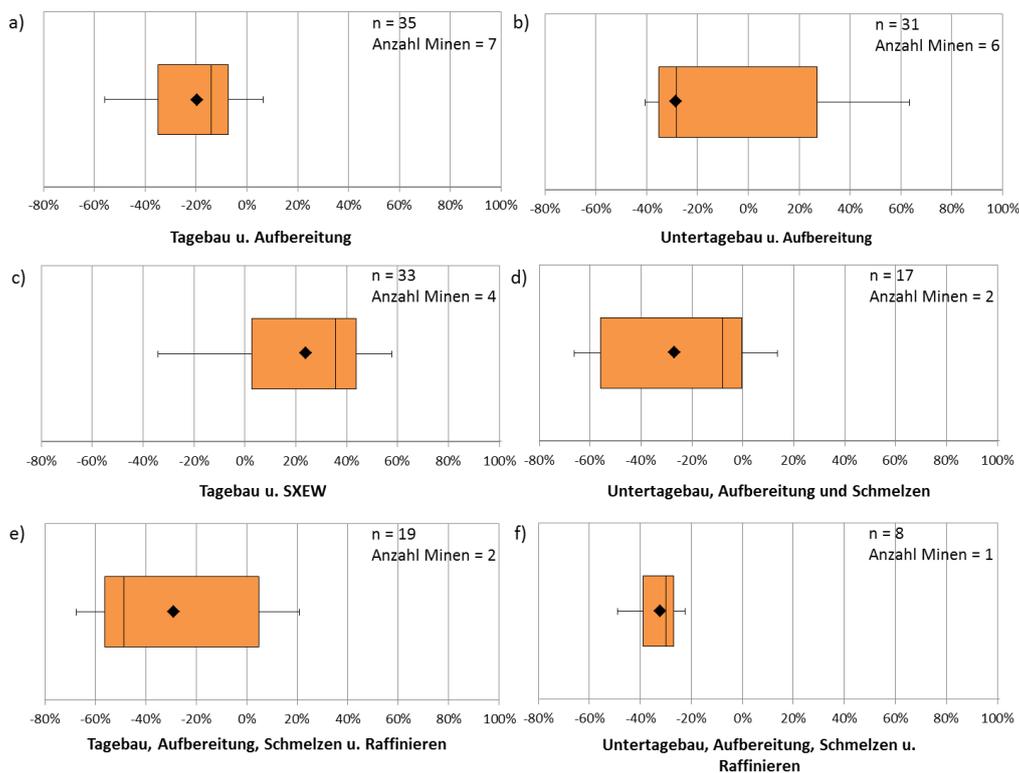


Abbildung 6.23: Boxplots zur ermittelten Abweichung der Modellergebnisse von den Reportdaten. Teilabbildung a) zeigt die Abweichungen für Minen mit Tagebau und Aufbereitung; Teilabbildung b) für Minen mit Untertagebau und Aufbereitung; Teilabbildung c) für Minen mit Tagebau und SX-EW; Teilabbildung d) für Minen mit Untertagebau, Aufbereitung und Schmelzen; Teilabbildung e) für Minen mit Tagebau, Aufbereitung, Schmelzen und Raffinieren; Teilabbildung f) für Minen mit Untertagebau, Aufbereitung, Schmelzen und Raffinieren.

6.5.2.3 Diskussion und Zusammenfassung

Das Modell gibt eine gute Approximation des tatsächlichen Aufwands, wie der Vergleich mit den historischen Daten zeigt. Beim Vergleich mit den Daten aus Chile ergeben sich höhere Differenzen für den Abbau, die im Falle der Hydrometallurgie auch zu einer Überschätzung des Gesamtaufwands führen. Dafür kann es mehrere Begründungen geben. Erstens ist nur der Erzgehalt in die Bewertung einbezogen. Andere Faktoren wie das SR wurden aufgrund der verfügbaren Daten mit einem Standardwert hinterlegt. Zwar ist der Einfluss des SR, wie die Sensitivitätsanalysen gezeigt haben, nicht sehr hoch und die gemachte Annahme scheint plausibel, dennoch kann dies zu Abweichungen führen. Auch eine Veränderung des SR im Laufe der Zeit ist möglich. Leider sind auch die Daten der Chilenischen Kupferkommission nicht konsistent, so unterscheiden sich die angegebenen Erzgehalte für ein Jahr in den jährlich herausge-

gebenen Veröffentlichungen, weshalb hier immer die neueste Veröffentlichung für den Erzgehalt verwendet wurde. Auffällig ist ebenfalls, dass der Untertagebau in den Daten der Chilenischen Kupferkommission einen vergleichsweise geringen Energiebedarf hat, der pro Tonne abgebautes Erz nur etwa 60 % des Energiebedarfs des Tagebaus beträgt. Dies widerspricht den eigenen Berechnungen sowie weiteren Literaturangaben (siehe z. B. Koppelaar und Koppelaar 2016). Für eine detaillierte Analyse wären auch getrennt erfasste Erzgehalte für die einzelnen Abbaumethoden erforderlich. Diese Informationen werden von der Chilenischen Kupferkommission nicht zur Verfügung gestellt. Beim Vergleich der Treibhausgasemissionen ergeben sich zudem Unsicherheiten durch die verwendeten CO₂-Faktoren. Durchschnittlich befinden sich diese jedoch in einem ähnlichen Rahmen.

Der Vergleich der Ergebnisse mit den Daten aus den Reports bestätigt die leichte Überschätzung bei hydrometallurgisch hergestelltem Kupfer, beim Abbau (inklusive Aufbereitung) hingegen ergibt sich sogar eine leichte Unterschätzung. Betrachtet man den Abbau genauer, so zeigt sich beim Vergleich der Ergebnisse mit den Reportdaten insbesondere für UG-Minen eine große Spannweite der Abweichungen. Dies könnte nochmals darauf hinweisen, dass der Untertagebau ggf. weiter in verschiedene Verfahren unterteilt werden muss. Ebenso scheint eine Berücksichtigung des Technologieniveaus beim Schmelzen sinnvoll, da vereinzelt noch veraltete Anlagen in Betrieb sind. Eine Berücksichtigung der genannten Aspekte würde den individuellen Charakter einzelner Lagerstätten sowie der Abbaumethoden und weiteren Gewinnungsverfahren noch besser erfassen. Es ist jedoch auch zu beachten, dass die von den Bergbauunternehmen veröffentlichten Daten Unsicherheiten unterliegen, welche auf die Freiheiten in der Berichterstattung zurückzuführen sind (Northey et al. 2013; Koppelaar und Koppelaar 2016).

Bei einer Erweiterung des Modells sollte stets Nutzen und Aufwand berücksichtigt werden. Es handelt sich beim hier entwickelten Modell um einen generischen Ansatz und nicht um eine individuelle Bewertung z. B. im Rahmen einer LCA. Das Modell soll eine Abschätzung des KEA bzw. GWP erlauben, durch die integrierten Parameter erfüllt es diese Anforderung bereits gut.

7 Erweiterung und regionsbezogene Anwendung des Kupfermodells

In diesem Kapitel wird die Erweiterung des Kupfermodells hinsichtlich der Gewinnung von Nebenprodukten behandelt, welche aufgrund der gewählten Parametrisierung des Modells bislang nicht einbezogen wurden. Grundsätzlich ist Kupfer ein Hauptmetall, dessen Abbau nicht von anderen Metallen abhängt. Dennoch enthalten Kupferlagerstätten weitere Metalle, die den Abbau dieser Lagerstätten attraktiver machen. Für eine ganzheitliche Bewertung sollte die Entwicklung der Menge an gewonnenen Nebenprodukten deshalb ebenfalls berücksichtigt werden. Abschließend werden der KEA sowie das GWP des Primärkupferverbrauchs in Deutschland ermittelt, um die Anwendbarkeit des Modells unter Berücksichtigung der Nebenprodukte und Transporte, die bislang ebenfalls vernachlässigt wurden, für eine Region zu demonstrieren und Handlungsempfehlungen abzuleiten.

7.1 Einbezug von Nebenprodukten in das Kupfermodell

Bislang wurde die Metallgewinnung als Ein-Produkt-System betrachtet. Oft sind jedoch mehrere Metalle in einem Erz enthalten – man spricht dann auch von einer Vergesellschaftung (siehe Kapitel 2.2). Kupfererze enthalten z. B. häufig noch Molybdän und Gold (siehe Kapitel 2.2.1). In der Regel findet daher selten die isolierte Gewinnung von Kupfer statt, sondern es werden alle oder mehrere der im Erz enthaltenen Metalle gewonnen. Einige Prozesse begünstigen dabei die Extraktion mehrerer Metalle und ihr Aufwand kann somit nicht direkt einem Metall zugeordnet werden. Es stellt sich also die Frage nach einer geeigneten Zurechnung der Aufwände dieser Prozesse auf die einzelnen Metalle. Im Allgemeinen wird dies als Allokationsproblem bezeichnet.

7.1.1 Allokationsmethoden

In LCAs treten Allokationsprobleme häufig auf. Um Allokationsprobleme, welche sich nicht vermeiden lassen, zu lösen, werden zwei Ansätze verfolgt: eine physikalische Allokation oder eine ökonomische Allokation. Bei der physikalischen Allokation werden die Aufwände basierend auf physikalischen Größen wie bspw. der Masse der erzeugten Produkte aufgeteilt. Bei der ökonomischen Allokation erfolgt eine Aufteilung basierend auf ökonomischen Größen wie dem Preis. Eine grundlegende Empfehlung zur Wahl der Allokationsmethode ist in den entsprechenden Normen zu finden. Sofern sich eine Aufteilung des Aufwands nicht durch eine Unterteilung oder Erweiterung des betrachteten Systems vermeiden lässt, schlägt die DIN EN ISO 14044 (2018) folgende Priorisierung vor:

1. Allokation der Aufwände nach physikalischen Kriterien (z. B. Masse)
2. Allokation der Aufwände nach ökonomischen Kriterien (z. B. Preis)

Obwohl die Norm diese Reihenfolge für die Wahl der Allokationsmethode vorschlägt, verweist sie jedoch auch auf eine mögliche Gültigkeit beider Allokationsprinzipien. Daher finden sich in Studien unterschiedliche Ansätze zum Umgang mit Allokationsproblemen, was zu einer lebhaften Diskussion führt (u. a. Yellishetty et al. 2009; Santero und Hendry 2016).

Den Einfluss der Allokationsmethode im Falle der Metallgewinnung zeigen Valero et al. (2015) am Beispiel einer porphyrischen Kupferlagerstätte, die zusätzlich Gold und Silber enthält. Bei einer Allokation nach Masse trägt Kupfer, welches 99,96 % der enthaltenen Gesamtmasse an Metallen ausmacht, annähernd den gesamten Aufwand. Bei einer ökonomischen Allokation hingegen werden rund 20 % des Aufwands Silber und Gold zugerechnet. Obwohl Produkte mit einem hohen ökonomischen Wert trotz geringer Produktionsmengen einen wesentlichen Beitrag zur Wirtschaftlichkeit leisten, wird ihnen im Falle einer physikalischen Allokation also nur ein geringer Anteil der gemeinsam verursachten Aufwände zugerechnet. Eine Allokation basierend auf der Masse (der enthaltenen Metalle) scheint daher ungerecht, wenn die erzeugten Produkte sehr unterschiedliche Preise haben (Valero et al. 2015; pwc 2012, S. 56).

Dieser Argumentation folgen u. a. Santero und Hendry (2016), welche einen Vorschlag zur Harmonisierung der Methodik von LCA-Studien in der Metall- und Bergbauindustrie machen. Sie empfehlen bei Prozessen, die neben Basismetallen auch Edelmetalle erzeugen, eine ökonomische Allokation zu verwenden. Werden nur Basismetalle erzeugt, sei eine Allokation nach der Masse (der Metalle) zu bevorzugen. Sie merken jedoch an, dass bei hohen Preisunterschieden der Basismetalle ebenfalls eine ökonomische Allokation angemessen sei, da diese den dahinterliegenden wirtschaftlichen Zweck der Metallgewinnung besser repräsentiert. Nicht-metallische Nebenprodukte sind nach der Studie, sofern möglich, über eine Systemerweiterung zu berücksichtigen. Einer ähnlichen Methodik folgen auch Benavides et al. (2015), die eine Studie zur Abschätzung des energetischen Aufwands von Metallen durchgeführt haben.

In einer Studie zur Ermittlung der Umweltwirkungen von Kupfer durch die *International Copper Association* (ICA) (2017, S. 19) wird der Aufwand für den Abbau und die Aufbereitung des Kupfererzes ebenfalls basierend auf der enthaltenen Masse an Metallen (lediglich Kupfer und Molybdän werden berücksichtigt) aufgeteilt. Bei der Metallurgie wird eine ökonomische Allokation (zwischen Kupfer und Edelmetallen) vorgenommen. Für nicht-metallische Nebenprodukte wird eine Gutschrift verwendet.

Betrachtet man ecoinvent, eine der gebräuchlichsten LCA-Datenbanken, wird für die Mehrheit der Datensätze ebenfalls eine ökonomische Allokation verwendet (Steubing et al. 2016; Weidema et al. 2013). Eine Ausnahme ist die Energieerzeugung. Hier wird eine Allokation basierend auf dem Energiegehalt, d. h. einer physikalischen Größe, vorgenommen (Weidema et al. 2013). Damit wird auch für die Prozesse der Metallgewinnung, unabhängig von der Art der erzeugten Produkte (Basis- und Edelmetalle) eine Allokation nach dem Marktpreis durchgeführt.

Kritik an der ökonomischen Allokation äußern Valero et al. (2015). Sie bemängeln, dass die ökonomische Allokation den Preisschwankungen der Rohstoffe unterliegt, die teilweise erheblich sein können. Der ökologische Aufwand würde diesen Schwankungen nicht folgen. Sie schlagen deshalb eine Allokation nach den exergetischen Kosten der Wiederherstellung der Lagerstätte aus der durchschnittlichen Erdkruste vor. Das dahinterliegende Konzept wurde bereits in Kapitel 4 erläutert. Da die Anwendung des Exergetiekonzepts im Hinblick auf die Ressourcenbewertung noch große Schwachstellen aufweist, soll es hier nicht weiter betrachtet werden. Um jedoch die zurecht bemängelte Volatilität der Preise zu umgehen, schlagen z. B. Santero und Hendry (2016) die Verwendung eines Durchschnittspreises über 10 Jahre vor.

7.1.2 Vorschlag einer Allokationsmethode für die Kupfergewinnung

Letztendlich verfolgt auch die Bergbau- und Metallindustrie das Ziel der Wirtschaftlichkeit, d. h., dass Metalle nur dann gewonnen werden, wenn ihre Gewinnung einen ökonomischen Mehrwert hat (Arndt et al. 2017, S. 97). Dabei wird der ökonomische Wert aller Nebenprodukte bereits bei der Bewertung einer Lagerstätte hinsichtlich ihrer Wirtschaftlichkeit berücksichtigt. So wird bspw. die *cut-off grade*, welche den Erzgehalt definiert, ab welchem sich ein Abbau wirtschaftlich lohnt, unter Einbezug aller im Erz

enthaltenen Metalle berechnet. Dazu werden die bereits erwähnten Metall-Äquivalente verwendet (siehe auch Kapitel 5.1.2). (Wellmer et al. 2008, S. 50)

Auch bei der Preisbildung von Kupferkonzentraten werden alle im Konzentrat enthaltenen Metalle berücksichtigt. Bei Kupfer wird nur ein prozentualer Anteil der enthaltenen Menge vergütet, da die weitere Verarbeitung Prozessverlusten unterliegt. Bei den Nebenprodukten wie Gold und Silber wird üblicherweise eine Mindestmenge, welche im Konzentrat enthalten sein sollte, vertraglich festgehalten. Nur bei Überschreitung dieser Mindestmenge werden die Nebenprodukte in der Preiskalkulation berücksichtigt. Dieser Grenzwert ist in der Regel sehr gering angesetzt. Für Verunreinigungen mit unerwünschten Stoffen werden Strafzahlungen vereinbart, die zu einer Reduktion des Konzentratpreises führen. Abschließend werden noch weitere Verarbeitungskosten (*treatment charge* und *refining charge*) abgezogen. Der daraus resultierende Wert wird auch als Netto-Schmelzrendite (engl. *net smelter return*, NSR) bezeichnet. (siehe z. B. Wellmer et al. 2008, S. 71 ff. u. 219; Hustrulid et al. 2013, S. 92 ff.; nyrstar 2009; Söderström 2008a, 2008b; Teck 2015)

Es wird daher vorgeschlagen, alle Aufwände, sofern nötig, ökonomisch zu allozieren. Dies ist mit den vorgestellten Arbeiten wie Santero und Hendry (2016), die sich mit der Allokationsthematik im Bergbau und der Metallgewinnung auseinandersetzen, vereinbar und entspricht auch der Vorgehensweise der vorherrschenden Datenbanken wie ecoinvent. Jedoch wird sich im Vergleich zu anderen Studien an der industrietypischen Vorgehensweise zur Preisermittlung von Kupferkonzentraten orientiert. Dazu kann nach Wellmer et al. (2008, S. 75) anstelle detaillierter Berechnungen eine Annäherung mithilfe durchschnittlicher Gewinnungsraten sowie eines Faktors zum Abzug der Kosten vorgenommen werden.

Der Abbau und die Aufbereitung werden dazu zusammengefasst und die entstehenden Aufwände entsprechend der auf Wellmer et al. (2008, S. 74 ff.) vereinfachten Berechnungen der NSR auf die einzelnen Metalle aufgeteilt. Der Allokationsfaktor AF kann mithilfe folgender Formel ermittelt werden:

$$AF_{\text{Abbau und Aufbereitung } q} = \frac{OG_q \cdot R_{\text{Aufbereitung } q} \cdot NF_q \cdot pr_q}{\sum_q OG_q \cdot R_{\text{Aufbereitung } q} \cdot NF_q \cdot pr_q} \quad (7.1)$$

$AF_{\text{Abbau und Aufbereitung } q}$ = Allokationsfaktor für Metall q in den Prozessschritten Abbau und Aufbereitung
 NF_q = NSR-Faktor für Metall q

Werte für den NSR-Faktor NF können bspw. Wellmer et al. (2008, S. 75) entnommen werden.

Der Aufwand der Metallurgie wird ebenfalls ökonomisch auf die Endprodukte verteilt. Für die Berechnung wird lediglich der NSR-Faktor NF durch die Gewinnungsraten der Metallurgie $R_{\text{Metallurgie } q}$ ersetzt:

$$AF_{\text{Metallurgie } q} = \frac{OG_q \cdot R_{\text{Aufbereitung } q} \cdot R_{\text{Metallurgie } q} \cdot pr_q}{\sum_q OG_q \cdot R_{\text{Aufbereitung } q} \cdot R_{\text{Metallurgie } q} \cdot pr_q} \quad (7.2)$$

$AF_{\text{Metallurgie } q}$ = Allokationsfaktor für Metall q im Prozessschritt Metallurgie

Anstelle des Erzgehalts kann auch die produzierte Menge verwendet werden.

Der verwendete Ansatz wird nachfolgend an einem Beispiel einer porphyrischen Kupferlagerstätte, die zusätzlich Gold und Silber enthält, erläutert.

Tabelle 7.1 zeigt die verwendeten Annahmen und Ergebnisse.

Tabelle 7.1: Allokationsfaktoren am Beispiel einer porphyrischen Lagerstätte. (Datenquellen Preise: Kelly und Matos 2014; NF und $R_{\text{Abbau und Aufbereitung}}$: Wellmer et al. 2008, S. 75, $R_{\text{Metallurgie}}$: Schlesinger et al. 2011, S. 102).

	Cu	Au	Ag
OG in % Cu bzw. g/t Au oder Ag	0,7	0,3	3,0
pr in \$/t	6.840	34,8 Mio.	605.727
NF in %	70	95	95
$R_{\text{Abbau und Aufbereitung}}$ in %	90	80	80
$R_{\text{Metallurgie}}$ in %	97	95	95
$AF_{\text{Abbau und Aufbereitung}}$ in %	76,4 (ökonomisch: 81,4, physikalisch: 100)	20,1 (ökonomisch: 15,8, physikalisch: 0,0)	3,5 (ökonomisch: 2,7, physikalisch: 0,0)
$AF_{\text{Metallurgie}}$ in %	81,8 (ökonomisch: AF , physikalisch: 100)	15,5 (ökonomisch: AF , physikalisch: 0,0)	2,7 (ökonomisch: AF , physikalisch: 0,0)

Am Beispiel der porphyrischen Kupferlagerstätte zeigt sich, dass bei einer ökonomischen Allokation Edelmetalle trotz ihrer geringen Masse einen bemerkenswerten Anteil der verursachten Umweltwirkungen tragen. Bei einer rein physikalischen Allokation hingegen würde nahezu der gesamte Aufwand Kupfer zugerechnet. Bei dem hier verwendeten Ansatz werden rund 20 % des Aufwands des Abbaus und der Aufbereitung auf Gold alloziert, Silber trägt 3,5 %. Die Werte sind höher als bei einer üblichen ökonomischen Allokation. Dies liegt in den verwendeten NF -Faktoren begründet. Die Allokation in der Metallurgie entspricht einer rein ökonomischen Allokation. Kupfer trägt rund 82 % der Umweltwirkungen der Metallurgie.

Neben metallischen Nebenprodukten entstehen auch nicht-metallische Nebenprodukte wie Schwefelsäure, die bei einer Mehr-Produkt-System-Betrachtung ebenfalls berücksichtigt werden sollten. Für diese wird die Verwendung einer Gutschrift vorgeschlagen, dies entspricht sowohl der üblichen Vorgehensweise bei LCAs (Santero und Hendry 2016; ICA 2017, S. 19) als auch der Vorgehensweise der Bergbauunternehmen (Söderström 2008a).

7.1.3 Anwendung der Allokationsmethode am Beispiel der Kupferproduktion in den USA und Chile zur Ermittlung des Einflusses im Zeitverlauf

Um die Nebenprodukte im Modell berücksichtigen zu können, muss bekannt sein, welche Mengen an Nebenmetallen erzeugt werden. Auf globaler Ebene sind hierzu jedoch keine Daten vorhanden. Alle derzeit bekannten Arbeiten basieren auf groben Schätzungen und bieten keine verlässliche Datenbasis (siehe z. B. Nassar et al. 2015; Sverdrup et al. 2019). Zudem fehlen Daten für die Vergangenheit. Eine deutlich bessere Datenbasis ist für die USA vorhanden, welche hier beispielhaft für die Ermittlung zeit-spezifischer Allokationsfaktoren verwendet wird. Die USA waren in den 1930er und 70er Jahren Hauptproduzent für Kupfer, heute hat Chile den größten Anteil am globalen Kupferabbau. Aus diesem Grund werden für 2010 zusätzlich Allokationsfaktoren für Chile angegeben. Für die Auswertung wird ange-

nommen, dass sich die *NF*-Faktoren sowie Gewinnungsraten R^{32} der einzelnen Metalle im Zeitverlauf nicht verändert haben. Die Allokationsfaktoren *AF* für 2010 wurden basierend auf durchschnittlichen Produktionsmengen und Preisen für die Jahre 2005 bis 2015 ermittelt, für 1970 wurden die Jahre 1965 bis 1975 und für 1930 die Jahre 1925 bis 1935 verwendet. Detailliertere Angaben zu den Produktionszahlen sowie Preisen sind in Anhang D.1 zu finden. Für die USA und Chile ergeben sich folgende zeitspezifische Allokationsfaktoren für die pyrometallurgische Herstellung (siehe Tabelle 7.2):

Tabelle 7.2: Zeitspezifische Allokationsfaktoren für die pyrometallurgische Kupfergewinnung in den USA und Chile. (Datenquellen: siehe Anhang D.1).

		USA			Chile
		1930	1970	2010	2010
Abbau u. Aufbereitung	AF Cu in %	89	90	80	92
	AF Mo in %	-	1	8	2
	AF Au in %	6	4	10	3
	AF Ag in %	5	2	2	3
	AF Zn in %	0	2	0	-
	AF Pb in %	0	0	-	-
	AF Ni in %	0	0	-	-
Metallurgie	AF Cu in %	92	95	90	96
	AF Au in %	4	3	8	2
	AF Ag in %	4	2	2	2
	AF Ni in %	0	0	0	-
Gutschrift H ₂ SO ₄ ^{a)}	in t/t Cu	-	0,5	3,1	2,0
	in MJ-Äq/t Cu	-	3,9	20,3	13,3
	in t CO ₂ -Äq/t Cu	-	0,1	0,5	0,3

^{a)} Werte beziehen sich auf die produzierte Menge Schwefelsäure pro produzierter Tonne Kupferanode oder -kathode.

Betrachtet man die Entwicklung der Allokationsfaktoren für die USA, so wird deutlich, dass der Anteil des Aufwands, den Kupfer zu tragen hat, im Zeitverlauf abnimmt. Dies ist besonders beim Abbau und der Aufbereitung der Fall. Gründe hierfür sind vor allem die zunehmende Produktion von Molybdän sowie der stark steigende Goldpreis. Im Vergleich zu den USA hat die Produktion von Nebenprodukten in Chile sowohl beim Abbau und der Aufbereitung als auch bei der Metallurgie eine geringere Auswirkung auf die Höhe der Aufwände, die Kupfer zugerechnet werden. Insbesondere Gold scheint in chilenischen Minen in kleineren Mengen vorzukommen als in den USA. Für nicht-metallische Nebenprodukte wurde eine Gutschrift vorgenommen. Dabei wird angenommen, dass die produzierte Menge des Nebenprodukts einen Teil der Nachfrage deckt und somit die Produktion des Nebenprodukts mittels herkömmlicher Verfahren reduziert wird. In den USA entsteht im Jahr 2010 deutlich mehr Schwefelsäure als in Chile und führt somit zu einer höheren Gutschrift. Die angegebenen Faktoren und Gutschriften beziehen sich auf die pyrometallurgische Kupfergewinnung. Die hydrometallurgische Kupfergewinnung wurde bislang nicht berücksichtigt. Üblicherweise entstehen bei der hydrometallurgischen Kupfergewinnung keine Nebenprodukte, weshalb der Gesamtaufwand Kupfer zugerechnet wird. Eine Ausnahme stellt Kobalt dar, das aber weder in den USA noch in Chile im Jahr 2010 als Nebenprodukt der Kupfergewinnung abgebaut wird.

³² Ausnahme: Für Kupfer wurden die im Modell verwendeten Gewinnungsraten angenommen.

Für eine umfassende Analyse, die neben den Beiprodukten auch die weiteren Parameter wie die Gewinnungsmethoden berücksichtigt, werden mithilfe des entwickelten Modells die zeitspezifischen Aufwände, die mit der Herstellung einer Tonne Kupfer in den USA verbunden sind, berechnet. Dazu werden die Parameter sowie der Energiemix (siehe Tabelle D.2) angepasst und der KEA bzw. das GWP ermittelt. Auf die ermittelten Aufwände werden die länderspezifischen Allokationsfaktoren und Gutschriften (aus Tabelle 7.2) angewandt. Abbildung 7.1 zeigt die Ergebnisse der Berechnung.

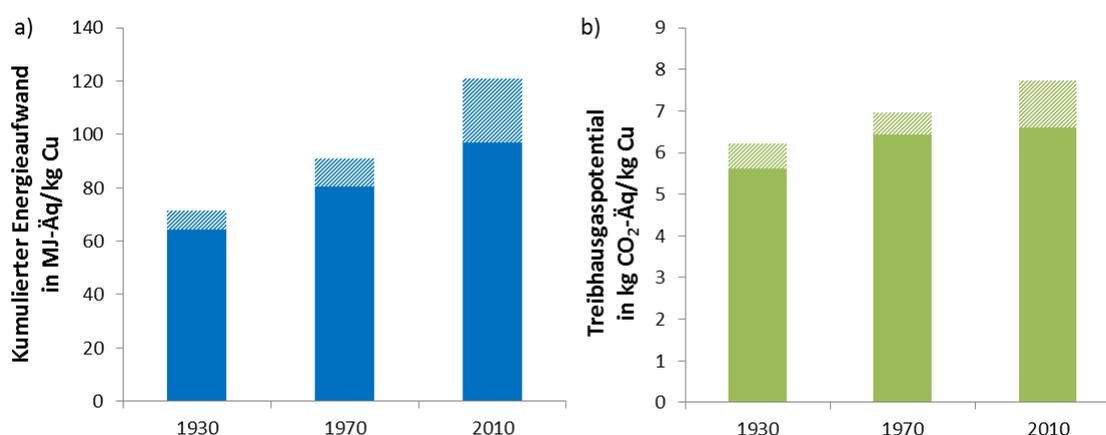


Abbildung 7.1: Entwicklung des spezifischen a) KEA und b) GWP der Kupfergewinnung in den USA. Die schraffierten Bereiche geben die auf die Beiprodukte allozierten bzw. gutgeschriebenen Umweltwirkungen wieder.

Mit den im Modell hinterlegten Annahmen konnte die technologische Entwicklung den sinkenden Erzgehalt in den USA nicht ausgleichen. Der KEA pro Tonne Metall ist seit den 1930er Jahren kontinuierlich gestiegen. Im betrachteten Fall liegt dies u. a. an der starken Zunahme der Hydrometallurgie, welche in den USA seit den 1970er Jahren drastisch zugenommen hat und im Jahr 2010 etwa 42 % (global ca. 20 %) beträgt. Dies sowie der relativ geringe Erzgehalt in den USA erklären auch den im Vergleich zum globalen Durchschnitt hohen KEA bzw. das hohe GWP. Durch die Allokation konnte der Anstieg des KEA, insbesondere im Jahr 2010, jedoch reduziert und das GWP seit den 1970er Jahren auf einem relativ konstanten Niveau gehalten werden.

7.1.4 Zusammenfassung und Fazit

Basierend auf der verfügbaren Literatur wird eine ökonomische Allokation unter Berücksichtigung industrietypischer Preisbildungsmechanismen für den Einbezug der Nebenprodukte in das Modell vorgeschlagen. Die Methode setzt jedoch voraus, dass Informationen zu den Mengen an gewonnenen Nebenprodukten vorhanden sind. Diese Voraussetzung ist auf globaler Ebene nicht erfüllt, jedoch für einzelne Regionen. Für die USA zeigt sich ein steigender positiver Einfluss der Nebenprodukte im Zeitverlauf. Jedoch ist die Bedeutung der USA für den globalen Kupferabbau im betrachteten Zeitraum gesunken. Chile, welches derzeit bedeutendstes Abbauland ist, erzeugt weniger Nebenprodukte, wodurch der Anteil, den Kupfer an den Umweltwirkungen zu tragen hat, höher ist. Es kann somit keine abschließende Aussage über den Einfluss der Nebenprodukte auf globaler Ebene getroffen werden. Dazu wäre eine bessere Datenbasis notwendig. Im Vergleich zu den globalen Ergebnissen, die in Kapitel 6 vorgestellt wurden, zeigen die Ergebnisse der USA zudem, dass bei einer regionalen Betrachtung durchaus der Aufwand über die Zeit zunehmen kann.

7.2 Anwendung des Modells auf eine Region: Kumulierter Energieaufwand und Treibhausgaspotential der Versorgung mit Primärkupfer für Deutschland

Abschließend wird mit dem entwickelten Modell der KEA sowie das GWP für die Bereitstellung von Primärkupfer für Deutschland ermittelt. Damit können die Anwendbarkeit des Modells (unter Berücksichtigung der Allokation) auf regionaler Ebene demonstriert und regionsspezifische Aussagen getroffen werden. Des Weiteren ermöglicht eine regionale Betrachtung es, die Auswirkung von Transporten zu untersuchen, die bislang aufgrund der globalen Betrachtung nicht berücksichtigt wurden.

Dieses Teilkapitel wurde bereits in der Zeitschrift *Sustainability Management Forum* veröffentlicht (Rötzer 2021).

7.2.1 Ausgangslage

Deutschland zählt zu den größten Industrienationen der Welt und ist erfolgreicher Exporteur für Technologien. Mineralische Rohstoffe wie Metalle sind daher von hoher Bedeutung für die deutsche Wirtschaft, welche jedoch stark von Rohstoffimporten abhängig ist. Kupfer bietet hier ein anschauliches Beispiel. Nach Asien haben Europa und die USA den höchsten Kupferbedarf (Dorner 2013; ICSG 2018, 2019; BGR 2020). In der Europäischen Union ist Deutschland der mit Abstand größte Verbraucher von Kupfer (BGR 2020; nach ICSG 2020). Seit der Schließung des Kupferbergbaus im Mansfelder Revier im Jahr 1990 ist Deutschland jedoch – abgesehen von den durch das Recycling zur Verfügung stehenden Mengen – vollständig von Importen abhängig. Deutschland zählt somit zu den TOP 10 Importeuren von Kupfer in Form von Konzentraten, unraffiniertem sowie raffiniertem Kupfer (ICSG 2018, 2019).

Die Nachfrage nach Kupfer lag im Jahr 2010 (welches auch im Rahmen der globalen Bewertung als Bezugsjahr verwendet wurde) in Deutschland bei etwa 1,3 Mio. t. Ein Teil der Kupfernachfrage wurde durch den Import von etwa 1,1 Mio. t Kupferkonzentrat gedeckt. Bei einem angenommenen Kupfergehalt von 30 % entspricht dies rund 0,3 Mio. t Kupfer. Das importierte Konzentrat stammte zum größten Teil aus Peru, Argentinien, Chile und Brasilien (siehe Abbildung 7.2). Zusätzlich wurden noch rund 0,7 Mio. t raffiniertes Kupfer (Kathode), das hauptsächlich aus Russland, Polen und Chile stammt, sowie eine geringe Menge (62.474 t) unraffiniertes Kupfer importiert. (Dorner 2013) 0,2 Mio. t Kupfer wurden durch Recycling bereitgestellt. Dieser Anteil ist seither kontinuierlich gestiegen (BGR 2020).

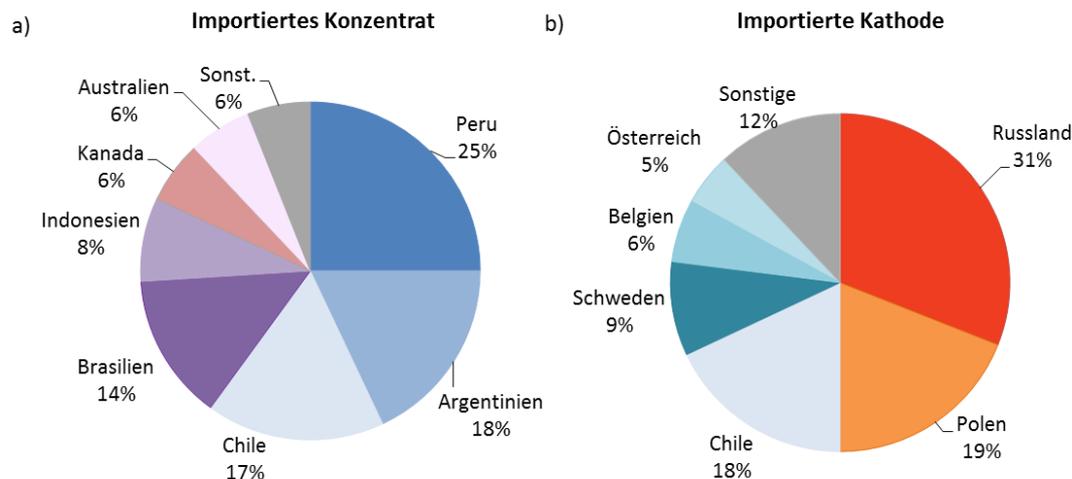


Abbildung 7.2: Verteilung der Lieferländer von a) Kupferkonzentrat und b) raffiniertem Kupfer (Kathode) nach Deutschland im Jahr 2010 (in Anlehnung an Dorner 2013).

Da das Kupfer aus unterschiedlichen Regionen stammt, die unterschiedliche geologische und technologische Voraussetzungen haben, können auch die Umweltwirkungen der Kupfergewinnung variieren. Zudem muss das Kupfer bzw. Kupfererz weite Transportstrecken zurücklegen, bevor es in Deutschland weiterverarbeitet werden kann. Daraus resultiert die Frage nach dem Aufwand der Bereitstellung von Primärkupfer für Deutschland und Möglichkeiten zu dessen Reduktion. Eine Verwendung globaler Durchschnittswerte ist für regionspezifische Fragestellung nicht ausreichend. Es bedarf einer Bewertung, welche die spezifischen Gegebenheiten einzelner Bezugsquellen berücksichtigt.

7.2.2 Methodisches Vorgehen

Eine solche Bewertung ermöglicht das in dieser Arbeit entwickelte Modell, welches über die Parametrisierung an spezifische Gegebenheiten angepasst werden kann. Somit kann für jede Bezugsquelle (hier Land) der KEA sowie das GWP der Kupfergewinnung ermittelt werden. In die Bewertung werden alle Länder einbezogen, aus denen Kupferkonzentrat bezogen wird, sowie die drei Hauptlieferanten von raffiniertem Kupfer, die 68 % der importierten Menge bereitstellen. Wie bereits zur Ermittlung des Aufwands der Kupfergewinnung in den USA wird das Modell dazu über den Erzgehalt, die Gewinnungsrouten sowie die Elektrizitätserzeugung länderspezifisch angepasst. Für das SR und die Tiefe wurden aufgrund der Datenverfügbarkeit und deren geringeren Einflusses Standardwerte angenommen.³³ Da auch nicht für alle Länder Daten zu den berücksichtigten Parametern zur Verfügung stehen, müssen teilweise Schätzungen vorgenommen werden. Dazu werden repräsentative Minen recherchiert, die als Grundlage für die Schätzungen dienen (siehe Tabelle D.4). Für das raffinierte Kupfer wird angenommen, dass das Kupfer im selben Land abgebaut und metallurgisch behandelt wird. Für Chile bspw. scheint dies plausibel, da dort kaum importiertes Konzentrat verarbeitet wird (Cochilco 2016a). Auch in den anderen Ländern passen die Produktionszahlen von Konzentrat und Anoden bzw. Kathoden gut zusammen (KGHM 2011, S. 109 f.; Norilsk Nickel 2011, S. 57 ff). Das länderspezifische GWP der Elektrizitätserzeugung wurde anhand der Methodik in Kapitel 5.2.1.2 vorgenommen, da nicht für alle Länder Werte in Datenbanken vorhanden waren. Die eigenen Werte stimmen jedoch gut mit Vergleichswerten, soweit vorhanden, überein. Eine Allokation wird nach der in Kapitel 7.1 beschriebenen Methodik durchgeführt. Des Weiteren wird der Transportaufwand berücksichtigt. Dieser gliedert sich in den Transport von der Mine

³³ Für das SR wurde ein Wert von 2,5 (OP) bzw. 0,1 (UG) angenommen, für die Tiefe ein Wert von 500 m.

7.2 Anwendung des Modells auf eine Region: Kumulierter Energieaufwand und Treibhausgaspotential der Versorgung mit Primärkupfer für Deutschland

zum Hafen mittels LKW und anschließend vom Hafen des Lieferlandes nach Deutschland via Schiff. Grundsätzlich kommen für den Landtransport auch andere Transportmittel wie Züge infrage. Um jedoch eine Unterschätzung der mit dem Transport verbundenen Energieaufwände und Emissionen zu vermeiden, wird ein Transport via LKW angenommen. Für Deutschland wird Hamburg als Zielhafen gewählt, da dort Aurubis, einer der weltgrößten Kupferproduzenten, sitzt. Der ermittelte KEA sowie das GWP pro Land werden abschließend mit den Anteilen der einzelnen Länder an der Gesamtproduktion, welche auf 100 % normiert wurden, gewichtet. Abbildung 7.3 zeigt eine schematische Darstellung des Modells der Bereitstellung von Primärkupfer für Deutschland. Alle Daten und Parameter sind in Anhang D.2 zu finden.

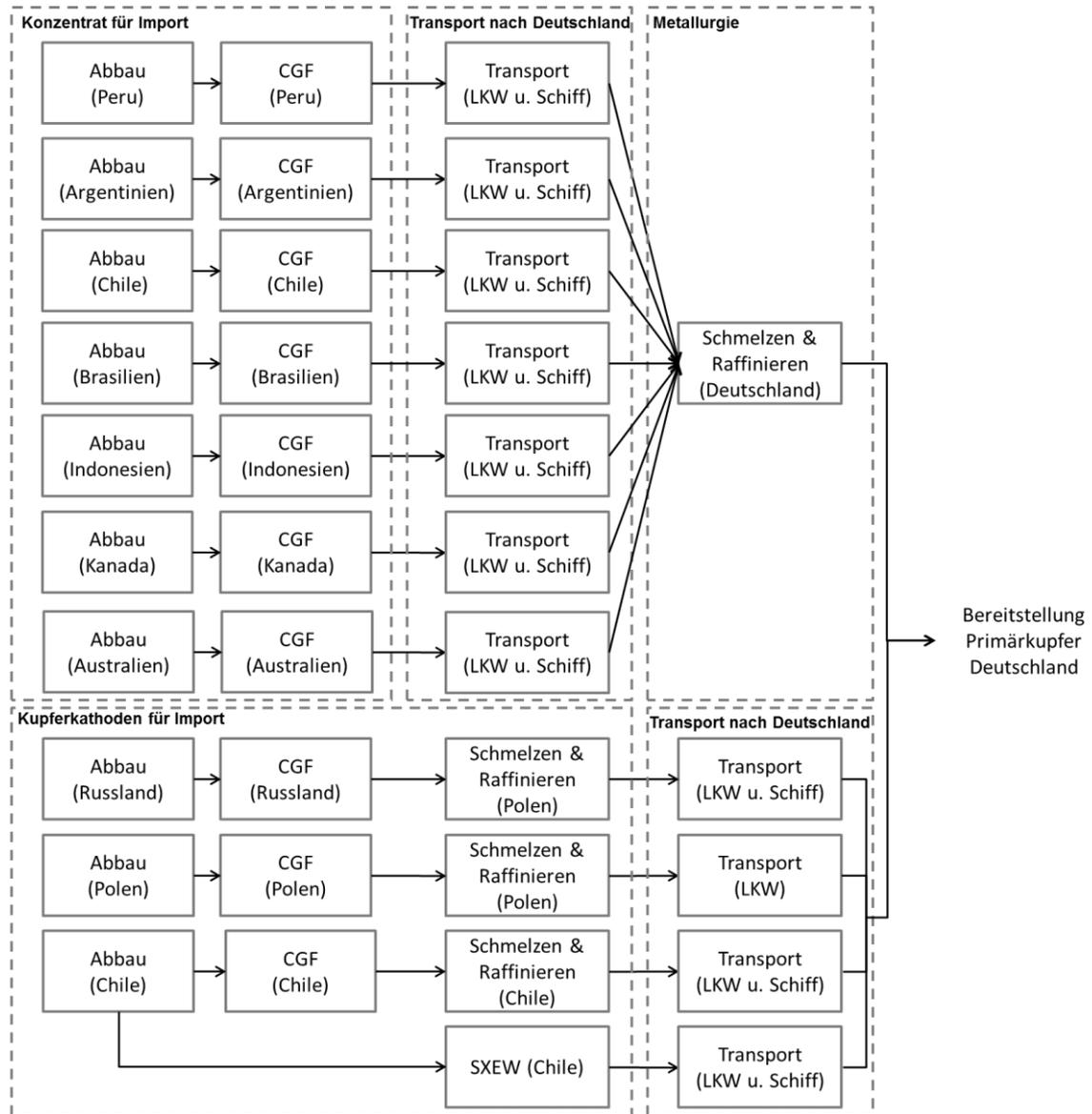


Abbildung 7.3: Modell der Bereitstellung von Primärkupfer für Deutschland.

7.2.3 Ergebnisse der Bewertung für Deutschland

Der KEA für die Bereitstellung von Kupfer in Deutschland liegt bei etwa 42 MJ-Äq/kg Cu. Das GWP beträgt rund 3,4 kg CO₂-Äq/kg Cu (siehe Tabelle 7.3). Damit liegen die Werte deutlich unter dem ermittelten globalen Durchschnitt. Jedoch wurde bei den globalen Werten keine Allokation vorgenommen. Ohne Allokation und Gutschrift läge der KEA bei 65 MJ-Äq/kg Cu und etwa 4,3 kg CO₂-Äq/kg Cu, also nur leicht unter dem globalen Durchschnitt. Im Gegensatz zur globalen Betrachtung wurden jedoch die Transporte berücksichtigt. Abbildung 7.4 zeigt den KEA bzw. das GWP der einzelnen Bezugsquellen aufgeschlüsselt nach den Prozessschritten. Der Transport von raffiniertem Kupfer hat nur geringe Auswirkungen auf den KEA und das GWP. In den betrachteten Fällen beläuft sich der maximale Aufwand auf etwa 2,7 MJ-Äq/kg Cu und 0,2 kg CO₂-Äq/kg Cu für das aus Chile importierte Kupfer. Der Transportaufwand für nach Deutschland geliefertes Kupferkonzentrat ist deutlich höher. Für die bewerteten Länder liegt der durchschnittliche KEA des Transports bei rund 11 MJ-Äq/kg Cu und das GWP bei 0,6 kg CO₂-Äq/kg Cu.

Tabelle 7.3: KEA und GWP für nach Deutschland importiertes Kupfer bzw. Kupferkonzentrat nach Ländern. Zum Vergleich mit den globalen Werten sind die nicht allozierten Werte in Klammern angegeben.

	Land	KEA MJ-Äq/kg Cu	GWP kg CO ₂ -Äq/kg Cu
Konzentrat	Peru	40 (60)	3,0 (3,7)
	Argentinien	102 (116)	6,8 (7,2)
	Chile	54 (72)	4,3 (4,9)
	Brasilien	47 (60)	3,3 (3,6)
	Indonesien	32 (74)	2,9 (5,2)
	Kanada	85 (100)	4,9 (5,4)
	Australien	89 (111)	7,8 (8,8)
Raffiniertes Cu	Russland	11 (51)	1,0 (2,9)
	Polen	42 (56)	4,6 (5,0)
	Chile	58 (70)	4,2 (4,6)
Gesamt Cu aus importiertem Konzentrat		61 (80)	4,4 (5,1)
Gesamt raffiniertes Cu		32 (57)	2,8 (3,9)
GESAMT		42 (65)	3,4 (4,3)

Der gesamte Aufwand für Kupfer, welches aus importiertem Konzentrat in Deutschland gewonnen wird, liegt je nach Land zwischen 32 und 102 MJ-Äq/kg Cu bzw. 3,0 und 7,8 kg CO₂-Äq/kg Cu. Alle Länder, die Konzentrate nach Deutschland liefern, haben durchschnittliche Erzgehalte, die deutlich unter 1 % Cu liegen. Die niedrigsten Erzgehalte haben Argentinien und Kanada mit etwa 0,5 % Cu. Dies führt in Kombination mit einem stark auf fossilen Brennstoffen basierenden Strommix und den weiten Transportdistanzen dazu, dass das aus Argentinien importierte Kupfer den höchsten KEA hat. Nur leicht dahinter liegt Australien, welches ebenfalls weite Transportwege und eine stark fossilbasierte Stromerzeugung hat. Der hohe Anteil an Kohlestrom in Australien führt dazu, dass das aus Australien importierte Kupfer die höchsten spezifischen Treibhausgasemissionen verursacht. Zudem wird in Australien hauptsächlich unter Tage abgebaut, was mit höheren spezifischen Aufwänden verbunden ist als der Tagebau. Alle anderen Länder, die Konzentrate nach Deutschland liefern, nutzen den Tagebau oder einen Mix der beiden Abbaumethoden. Das Konzentrat mit dem geringsten KEA bzw. GWP kommt aus Indonesien bzw. Peru. Indonesien und Peru haben mit 0,85 % Cu bzw. 0,9 % Cu einen im Vergleich hohen Erzgehalt. Zudem

baut die als repräsentativ für Indonesien angenommene Mine neben Kupfer auch noch große Mengen an Gold ab. Das abgebaute Gold trägt aufgrund der Allokation einen signifikanten Teil des Aufwands, wie aus dem Vergleich der allozierten und nicht-allozierten Werte deutlich wird.

Der KEA für importierte Kupferkathoden liegt zwischen etwa 11 und 58 MJ-Äq/kg Cu. Das in Chile gewonnene Kupfer hat dabei den höchsten KEA sowie das höchste GWP. Chilenische Erze haben einen deutlich niedrigeren Erzgehalt als die in Russland und Polen abgebauten Erze. Zudem wird in Chile Kupfer auch hydrometallurgisch gewonnen, was mit einem höheren Aufwand verbunden ist als die pyrometallurgische Verarbeitung. Dies trägt auch dazu bei, dass die aus Chile importierten Kupferkathoden mit einem höheren KEA und GWP verbunden sind als das aus Chile importierte und in Deutschland aufbereitete Kupferkonzentrat. Die aus Russland importierten Kathoden haben den geringsten KEA bzw. das geringste GWP. Dazu trägt maßgeblich die Allokation bei. In Russland wird Kupfer gemeinsam mit Nickel und Platingruppenmetallen (PGMs) abgebaut, welche einen hohen ökonomischen Wert haben. Auffällig ist zudem, dass Russland auch ohne Allokation ein im Vergleich zu Polen relativ niedriges GWP aufweist, obwohl beide Länder ähnliche Erzgehalte (Russland 1,5 % Cu, Polen 1,6 % Cu) und Abbaumethoden (UG) haben. Begründet liegt dies in der Elektrizitätserzeugung. Russland hat mit 16 % einen deutlich höheren Anteil an Kernenergie. Polens Strommix basiert im Jahr 2010 hauptsächlich auf fossilen Energieträgern (Kohle), dadurch ist die Elektrizitätserzeugung mit einem hohen Ausstoß an Treibhausgasen verbunden. Russland beeinflusst das Gesamtergebnis stark und verursacht trotz seines hohen Anteils an der importierten Menge nur einen geringen Beitrag zum Gesamtaufwand. Das Gesamtergebnis würde sich auf 51 MJ-Äq/kg Cu bzw. 4,3 kg CO₂-Äq/kg Cu erhöhen, wenn der KEA und das GWP des aus Russland importierten Kupfers auf dem Niveau von Chile oder Polen (40 MJ-Äq/kg Cu und 4 kg CO₂-Äq/kg Cu) lägen.

Räumlich betrachtet entsteht der Großteil der Aufwände außerhalb Deutschlands. Der Anteil Deutschlands bei der Herstellung von Kupfer aus importiertem Konzentrat liegt zwischen 15 und 31 % beim KEA bzw. zwischen 13 und 32 % beim GWP (ohne Berücksichtigung der Gutschrift für Schwefelsäure). Zusätzlich erhält Deutschland die Gutschrift für die Schwefelsäure, da diese während des Schmelzens entsteht. Der gesamte Aufwand, der durch importiertes Kupfer entsteht, wird außerhalb Deutschlands verursacht. Die in Deutschland verursachten Emissionen belaufen sich (ohne die Gutschrift für Schwefelsäure) lediglich auf 0,35 kg CO₂-Äq/kg Cu.

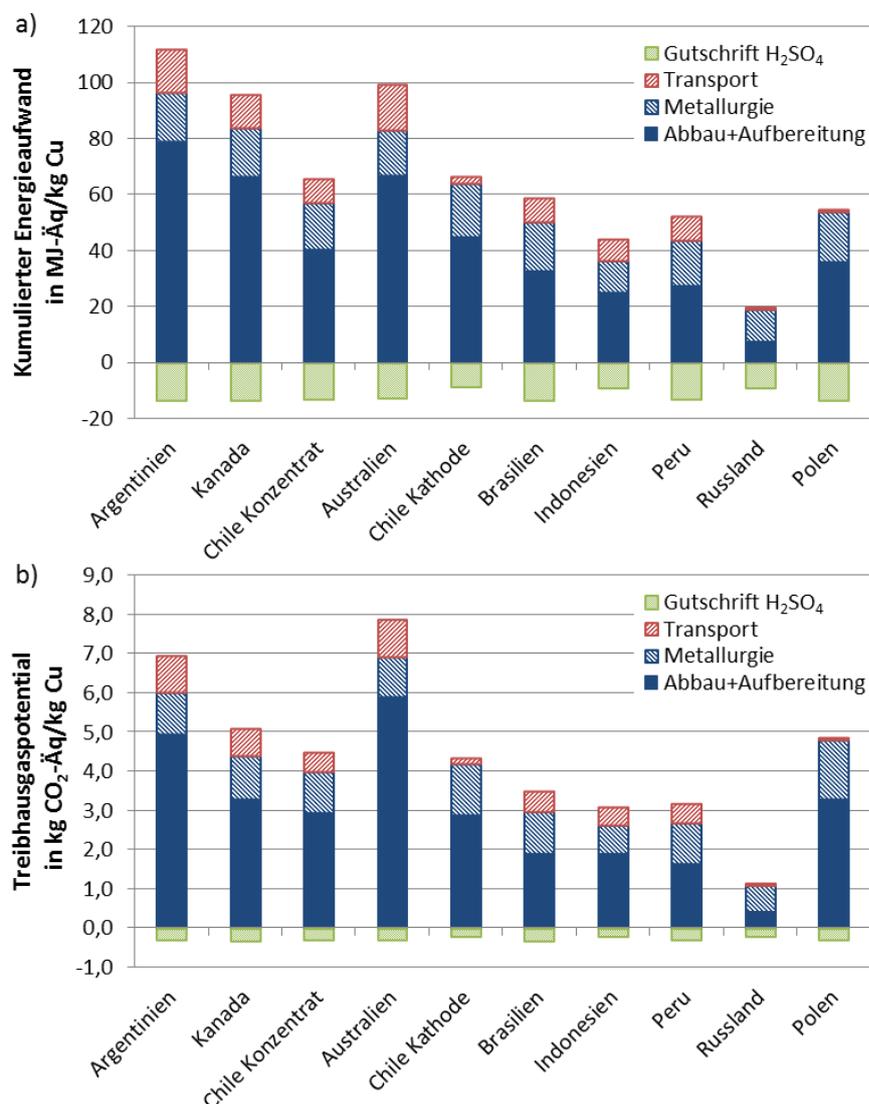


Abbildung 7.4: Aufwand der Kupferbereitstellung der einzelnen Bezugsquellen aufgeschlüsselt nach den Prozessschritten. Teilabbildung a) zeigt den KEA, Teilabbildung b) das GWP. Die Reihenfolge der Länder richtet sich nach dem Erzgehalt (aufsteigend).

7.2.4 Zusammenfassung und Fazit

Anhand des Modells wurde der KEA sowie das GWP der Kupferbereitstellung für Deutschland ermittelt. Dazu wurde das parametrisierte Modell über den Erzgehalt, die Abbau- und Gewinnungsrouten sowie den Strommix für jede Bezugsquelle angepasst und so der spezifische Aufwand pro Bezugsquelle ermittelt. Die Ergebnisse pro Bezugsquelle wurden anschließend anhand ihrer Anteile an den importierten Mengen gewichtet. Der so ermittelte KEA für die Bereitstellung von Kupfer für Deutschland liegt bei etwa 42 MJ-Äq/kg Cu. Das GWP beträgt rund 3,4 kg CO₂-Äq/kg Cu. Eine detaillierte Betrachtung der Ergebnisse zeigt, dass der KEA und das GWP der einzelnen Bezugsquellen aufgrund der unterschiedlichen geologischen und technologischen Gegebenheiten stark variieren. Die Bezugsquelle stellt somit einen wesentlichen Einflussfaktor auf die betrachteten Umweltwirkungen der Kupferbereitstellung für Deutschland dar. Hinsichtlich des Transports zeigt sich, dass der Import von Konzentraten mit deutlich höheren Aufwänden verbunden ist. Durch den Transport von Konzentrat fallen grob überschlagen drei bis viermal so hohe Energieaufwände und Umweltwirkungen an wie für den Transport von raffiniertem Kupfer. Eine

metallurgische Weiterverarbeitung des Konzentrats in der Nähe der Minen scheint bezogen auf den Aufwand sinnvoll. Insgesamt ist der in Deutschland selbst verursachte Anteil am KEA und GWP gering. Technische Maßnahmen, die innerhalb Deutschlands getroffen werden, können den Aufwand der Kupferbereitstellung daher nur geringfügig beeinflussen. Um den KEA sowie das GWP der Kupferbereitstellung für Deutschland zu reduzieren und dabei auch auf globaler Ebene zum Klima- und Ressourcenschutz beizutragen, muss in den Ländern angesetzt werden, die Kupfer abbauen. Wie bereits in Kapitel 6 gezeigt, bietet der Einsatz erneuerbarer Energien im Bergbau ein sehr hohes Reduktionspotential hinsichtlich der betrachteten Wirkungskategorien.

8 Diskussion

In diesem Kapitel werden Methodik und Ergebnisse der vorliegenden Arbeit reflektiert und der weitere Forschungs- und Entwicklungsbedarf aufgezeigt. Dabei erfolgt zuerst eine Diskussion des Bewertungsansatzes. Anschließend werden die Herausforderungen und Limitationen bei der Anwendung des Bewertungsansatzes sowie die Übertragbarkeit des Ansatzes diskutiert.

8.1 Diskussion des Bewertungsansatzes

8.1.1 Energie als zentraler Indikator

Ziel der vorliegenden Arbeit war es, einen Ansatz zur Bewertung der langfristigen Verfügbarkeit von Metallen zu entwickeln. Dazu wurde in den Kapiteln 2 bis 4 das Schutzobjekt identifiziert. Entgegen der häufigen Interpretation, die bspw. von Vieira et al. (2012) vertreten wird, dass die sinkenden Erzgehalte ein Zeichen der Erschöpfung der natürlichen Ressourcen sind, konnte gezeigt werden, dass sinkende Erzgehalte insbesondere auf den steigenden Bedarf und den damit bevorzugten Lagerstättentyp sowie den technologischen Fortschritt zurückzuführen sind (Forschungsfrage 2)). Sie sind daher allein ebenso wenig geeignet, Aussagen über die Rohstoffverfügbarkeit zu treffen wie Ressourcen oder andere Rohstoffmengen, die wie von Northey et al. (2014) jedoch immer wieder herangezogen werden. Entscheidend hingegen ist der mit ihrer Gewinnung verbundene (energetische) Aufwand, welcher maßgeblich durch die Konzentration beeinflusst wird (Forschungsfrage 1)). Basierend auf dieser Erkenntnis wurde in Kapitel 4 der KEA als zentraler Indikator gewählt. Warum die Energie anstatt der Exergie verwendet wurde, ist in Kapitel 4.2.4 detailliert erläutert.

Schon in den 1970er Jahren identifizierte Chapman (1974) die Energie als einschränkenden Faktor für die Verfügbarkeit von Metallen. Im Gegensatz zu heute sah er jedoch insbesondere die begrenzte Menge an fossilen Rohstoffen als kritisch für die Energieversorgung und somit die Rohstoffgewinnung. Damals wurde die Atomkraft als Möglichkeit gesehen, unbegrenzt Energie zur Verfügung zu stellen. Heute ist bekannt, welche Risiken sie birgt und es wird nach weiteren Lösungen gesucht, fossile Brennstoffe zu ersetzen. Dies ist nicht mehr nur aufgrund der mengenmäßigen Begrenztheit fossiler Brennstoffe der Fall, sondern vor allem wegen ihrer negativen Auswirkungen auf das Klima, welche zukünftig die größere Restriktion darstellen könnten (Bardi 2013).

Heute stellen die erneuerbaren Energien eine mögliche klimafreundliche Lösung des Energieproblems dar. Der Anteil erneuerbarer Energien an der globalen Stromerzeugung beträgt derzeit etwa 30 % und ist weiterhin steigend (IEA 2020b). Für 2040 geht die IEA abhängig von der Entwicklung der Energiepolitik immer noch von einem Anteil fossiler Energieträger an der globalen Elektrizitätserzeugung von mindestens 50 % aus. Würde eine strikte Verfolgung der im Pariser Klimaabkommen gesetzten Ziele erfolgen, dann könnte sich der Anteil fossiler Energieträger auf 25 % reduzieren. (IEA 2016, S. 249) Auch im Bergbau, der nicht zwangsweise an die nationale Stromversorgung angeschlossen ist, werden regenerative Energien zukünftig an Bedeutung gewinnen (Energy and Mines 2019a). Während es jedoch einige Vorzeigeprojekte gibt, ist der Einsatz erneuerbarer Energien in der Bergbauindustrie als Ganzes noch nicht weit verbreitet. Es bestehen immer noch technische und finanzielle Hürden wie hohe Investitionskosten, die den Ausbau erneuerbarer Energien im Bergbau hemmen. Hier bedarf es u. a. noch der Unterstützung der Politik, welche die richtigen Rahmenbedingungen und Anreize schaffen muss. (Maennling und

Toledano 2018, S. 13, 80 ff.; Votteler 2016, S. 117). Die Umstellung auf eine rein regenerative Energieerzeugung im Bergbau und auch insgesamt wird daher noch einige Zeit in Anspruch nehmen. Somit werden die Energie und ihre Umweltwirkungen auch weiterhin eine zentrale Rolle für die Rohstoffverfügbarkeit spielen.

Zusätzlich zum KEA wurde aufgrund seiner gesellschaftlichen und politischen Relevanz das GWP ermittelt. Grundsätzlich hat sich in dieser Arbeit bestätigt, dass der KEA auch als Indikator für das GWP genutzt werden kann. Bei der historischen Bewertung lassen beide Indikatoren den gleichen Trend – einen konstanten Aufwand – erkennen. Bei der Bewertung zukünftiger Entwicklungen haben sich jedoch für das GWP deutlich höhere Reduktionspotentiale ergeben als für den KEA. Dies liegt in der Bewertungsmethodik erneuerbarer Energien begründet. Beim KEA werden diese mit einem Wirkungsfaktor von etwa eins bewertet, d. h., für 1 kWh Strom wird ungefähr auch 1 kWh Primärenergie benötigt.¹ Dabei ist diese Primärenergie aber fast ausschließlich erneuerbarer Natur. Es werden also keine fossilen Energieträger verbrannt, dementsprechend entstehen auch kaum Treibhausgasemissionen. Der Einsatz erneuerbarer Energien drückt sich daher stärker im GWP aus. In solchen Fällen scheint eine Unterteilung des KEA in erneuerbar und nicht-erneuerbar sinnvoll, um zu zeigen, welcher Anteil des KEA mit einem Verbrauch fossiler Energieträger einhergeht und welcher auf erneuerbaren Energien basiert. Während der erste Teil hohe CO₂-Emissionen verursacht, trägt der zweite Teil kaum zum GWP bei. Eine solche Aufteilung wurde in den Szenarien vorgenommen und bestätigt, dass sich KEA nicht-erneuerbar und GWP sehr ähnlich verhalten.

8.1.2 Modell

Zur Erfassung des energetischen Aufwands wurde ein parametrisiertes stoff- und energiestrombasiertes Modell verwendet. Die Arbeit knüpft damit an Chapman (1973) an, berücksichtigt durch die Bewertung mehrerer Zeiträume jedoch erstmals auch die langfristige Entwicklung. Im Vergleich zu aktuellen Arbeiten wie Calvo et al. (2016), Northey et al. (2013) oder Mudd (2007b), die den Energiebedarf der Rohstoffgewinnung ausschließlich mittels einer Analyse empirischer Daten ermitteln, bietet ein modellbasierter Ansatz den Vorteil, nicht-energetische Rohstoffe einbeziehen und Ursache-Wirkungs-Zusammenhänge ableiten zu können.

Im entwickelten Modell wird die Metallproduktion als Ein-Produkt-System betrachtet. Dementsprechend wurde der gesamte Aufwand, der mit der Produktion verbunden ist, dem Hauptprodukt bzw. Hauptmetall zugerechnet. Dadurch werden KEA und GWP eher über- als unterschätzt, da neben dem Hauptmetall meist noch weitere Metalle und andere Stoffe gewonnen werden, sofern dies u. a. wirtschaftlich ist. Welche Nebenmetalle im Erz enthalten sind, hängt wie in Kapitel 2.2.1 erläutert maßgeblich vom Lagerstättentyp ab. Der Lagerstättentyp wurde jedoch nicht als Parameter in das Modell einbezogen. Die Analyse empirischer Daten hat gezeigt, dass der Lagerstättentyp indirekt über die Abbaumethode berücksichtigt wird. Zudem wird die weitere Verarbeitung, die den höchsten Beitrag an den betrachteten Umweltwirkungen hat, vor allem durch den Erztyp bestimmt. Dementsprechend wurden neben geologischen Faktoren wie dem Erzgehalt die Abbaumethode und das anschließende metallurgische Verfahren als Parameter in das Modell eingepflegt. Durch den gewählten Ansatz können die Nebenmetalle nicht direkt in die Betrachtung einbezogen werden. Der Ansatz erlaubt es jedoch grundsätzlich, andere Nebenprodukte, die vom Erztyp und somit vom metallurgischen Verfahren abhängen, zu berücksichtigen. Ein Beispiel ist Schwefelsäure, welche beim Schmelzen sulfidischer Erze entsteht. Der Einbezug von Schwefelsäure würde im betrachteten Fallbeispiel die Ergebnisse für 2010 weiter reduzieren und den ermittelten Trend unterstützen. Um den Einfluss aller Nebenprodukte auf den Energieaufwand des Hauptmetalls bewerten

¹ Zum Vergleich: Der Wirkungsfaktor für die fossile Stromerzeugung liegt etwa zwischen 0,3 und 0,4.

zu können, wurde in den Erweiterungen des Modells (Kapitel 7.1) eine Methodik zur Aufteilung des Aufwands (Allokation) vorgeschlagen.

Die vorgeschlagene Allokationsmethodik entspricht einer ökonomischen Allokation, wie sie üblicherweise bei LCAs angewandt wird, jedoch berücksichtigt sie industriespezifische Mechanismen bei der Preisbildung von Konzentraten. Im Vergleich zur ökonomischen Allokation wird ein höherer Anteil des Aufwands den Nebenprodukten zugeschrieben. Insgesamt führt der Einbezug der Nebenprodukte durch eine Allokation also zu einer Senkung des produktspezifischen Aufwands. Dies deutet darauf hin, dass der vermehrte Abbau polymetallischer Erze ein Ansatzpunkt zur Reduktion des Aufwands sein könnte. Am Beispiel der USA, welches als Anwendungsbeispiel für die Allokationsmethodik diente, zeigt sich, dass auch im Zeitverlauf ein steigender Anteil des Aufwands von den Nebenprodukten getragen wird. Zum einen stieg der Bedarf an Metallen wie Molybdän, welches in Kupfererzen vorkommt. Zum anderen könnte dies auch darauf zurückzuführen sein, dass durch den technologischen Fortschritt nach und nach komplexere Erze überhaupt gewinnbringend abgebaut werden konnten. Inwieweit sich diese Erkenntnisse auf die globale Kupfergewinnung übertragen lassen, kann nicht abschließend gesagt werden. Im Vergleich mit den USA ist die produzierte Menge an Nebenprodukten in Chile bspw. geringer. Fraglich ist auch, wie sich die Prozesse und deren Aufwand zukünftig entwickeln, wenn die Komplexität der Erze noch weiter steigt. In vielen Fällen gehen komplexere Erze mit einer geringeren Gewinnungsrate einher (Arndt et al. 2017, S. 96; Norgate und Jahanshahi 2010). Auch für den Abbau von unkonventionellen Metallvorkommen in der Tiefsee wie Manganknollen, die sich durch hohe Metallgehalte, aber eine komplexe Zusammensetzung auszeichnen, gibt es derzeit noch keinen wirtschaftlich machbaren Prozess (Arndt et al. 2017, S. 121). Dies weist darauf hin, dass auch der Aufwand höher ist als für die herkömmliche Gewinnungsrouten der Metalle. Es bleibt daher offen, inwieweit der Abbau polymetallischer Erze mit einer Senkung des Aufwands einhergeht bzw. ab welchem Punkt der Mehraufwand durch die Komplexität der Erze die Einsparungen übersteigt.

8.2 Herausforderungen und Limitationen bei der Anwendung des Bewertungsansatzes

Um Forschungsfragen 3) und 4) zur bisherigen und zukünftigen Entwicklung des Aufwands zu beantworten und Maßnahmen zur Sicherstellung der weiteren Rohstoffverfügbarkeit zu identifizieren (Forschungsfrage 5)), wurde der Bewertungsansatz beispielhaft für Kupfer angewandt. Um die langfristige Entwicklung des Aufwands zu ermitteln, wurde die globale Kupfergewinnung in den Jahren 1930, 1970 und 2010 bewertet. Die Ergebnisse der Bewertung zeigen, dass der KEA trotz sinkender Erzgehalte langfristig auf einem konstanten Niveau gehalten wurde; das GWP konnte sogar reduziert werden (Forschungsfrage 3)). Dies widerspricht z. B. Norgate und Jahanshahi (2010), welche von einem steigenden Aufwand der Rohstoffbereitstellung in der Zukunft ausgehen. Bei diesen Betrachtungen wird nicht berücksichtigt, dass sich langfristig nicht nur die Erzgehalte verändern, sondern auch andere Bedingungen wie die eingesetzten Technologien. Die Technologie spielt daher eine zentrale Rolle hinsichtlich der Rohstoffverfügbarkeit (Forschungsfrage 4)). Zukünftig bietet insbesondere der Einsatz erneuerbarer Energien im Bergbau die Chance, den Aufwand der Kupfergewinnung weiter zu reduzieren (Forschungsfrage 5)).

Der ermittelte Trend wird durch die langfristige Preisentwicklung von Kupfer bestärkt. Der Kupferpreis konnte ebenfalls auf einem konstanten Niveau gehalten werden. Dies zeigt, dass die Nachfrage mit einem angemessenen Aufwand bedient werden konnte (Schodde 2010). Dennoch sind die Ergebnisse mit Unsicherheiten verbunden. Die Herausforderungen bei der Anwendung des Bewertungsansatzes sowie der Umgang mit diesen werden im Folgenden diskutiert. Dabei werden sowohl der Einfluss auf die Ergebnisse des Fallbeispiels als auch der weitere Forschungsbedarf aufgezeigt.

Als größte Herausforderung bei der Anwendung des Bewertungsansatzes stellte sich die Datenverfügbarkeit heraus. Die Zielsetzung der vorliegenden Arbeit und somit der entwickelte Bewertungsansatz erfordern sowohl eine zeitliche als auch globale und damit generische Betrachtung der Rohstoffgewinnung. Beide Anforderungen mussten bei der Datenermittlung berücksichtigt werden, was sich sowohl hinsichtlich der Energie- und Stoffströme als auch deren Bewertung als schwierig herausstellte.

Bei der Erstellung des Stoff- und Energiestrommodells musste insbesondere darauf geachtet werden, dass die betrachteten Prozesse die globalen Gegebenheiten widerspiegeln. Wie u. a. anhand der empirischen Datenanalyse deutlich wurde, können die Energie- und Stoffströme individueller Minen durchaus variieren. Diese Variation ist auf die Individualität der Lagerstätten, aber auch auf die verwendeten Prozesse zurückzuführen. Durch den Einbezug unterschiedlicher Prozessrouten sowie geologischer Faktoren kann dies zwar grundsätzlich berücksichtigt werden, dennoch besteht darüber hinaus ein Spielraum hinsichtlich des Verbrauchs an Hilfs- und Betriebsstoffen. Um sicherzustellen, dass die verwendeten Daten den globalen Durchschnitt darstellen, wurden diese, sofern möglich, anhand mehrerer Literaturquellen plausibilisiert. Dies war insbesondere für die 1930er Jahre nur bedingt möglich, da der Fokus vermehrt auf den monetären Kosten der Rohstoffgewinnung lag. Für einige Stoff- und Energieströme sowie Parameter mussten auch Annahmen getroffen werden, welche anhand von Sensitivitätsanalysen überprüft wurden. Das aktuelle Modell wurde zudem anhand empirischer Daten validiert (siehe Kapitel 6.5). Die Anzahl der dazu verwendeten Daten ist begrenzt. Eine Ausweitung der empirischen Datenbasis sowohl für Kupfer als auch für andere Metalle in weiteren Forschungsarbeiten ist daher wünschenswert. Eine größere Datenbasis würde u. a. auch die Anwendung statistischer Methoden wie Verteilungsanalysen oder multiple Regressionsanalysen erlauben, wodurch Zusammenhänge zwischen den Einflussfaktoren und dem Energiebedarf sowohl schnell als auch metallübergreifend analysiert werden könnten.

Die Abstraktion durch die globale Betrachtung bedingt auch Vereinfachungen des Modells, die sich auf die Genauigkeit hinsichtlich der Bewertung einzelner Minen auswirken. Dies zeigte sich bei der Validierung des derzeitigen Modells und betrifft neben den bereits diskutierten Nebenprodukten auch die Technologie. Hier ergab sich insbesondere für den Untertagebau eine große Spannweite der ermittelten Abweichungen. Dies könnte darauf hindeuten, dass dieser detaillierter zu betrachten ist. Für den Untertagebau existieren mehrere Verfahren, die im Modell aufgrund des generischen Ansatzes nicht berücksichtigt wurden. Welche Verfahren eingesetzt werden, wird maßgeblich durch die Geometrie des Erzkörpers bestimmt. Bei steilen Erzkörpern ist es möglich, die Schwerkraft zu nutzen. Zum Beispiel bietet das *Block-caving*-Verfahren die Möglichkeit, große Mengen kostengünstig abzubauen und eignet sich daher auch für Lagerstätten mit einem geringen Erzgehalt (siehe z. B. Atlas Copco 2007, S. 33 ff.). Es scheint daher plausibel, dass nicht nur die Kosten, sondern auch der energetische Aufwand der Verfahren variiert. Beim Untertagebau spielt zudem die Ventilation eine bedeutende Rolle. Die in der Literatur angegebenen Werte für deren Energieaufwand zeigen ebenfalls eine große Bandbreite. Die Daten von Wallace (2001) deuten zudem darauf hin, dass Abbauprozesse und Ventilationsaufwand zusammenhängen könnten. Mit Blick auf die weitere Entwicklung des Bergbaus und der Annahme, dass der Untertagebau wieder an Bedeutung gewinnen könnte, wäre eine detailliertere Betrachtung des Untertagebaus wünschenswert. Dabei sollte auch der Einfluss der Elektrifizierung auf den Energiebedarf der Ventilation, welcher für die Prognosen abgeschätzt wurde und grundsätzlich einen positiven Einfluss zu haben scheint, genauer analysiert werden. Bislang existieren dazu nur vereinzelt wissenschaftliche Arbeiten.

Ein Aspekt, der aufgrund der generischen Betrachtungsweise ebenfalls nicht in die globale Bewertung aufgenommen wurde, sind Transporte von Konzentraten oder Anoden. Diese sind ebenfalls mit einem Aufwand verbunden, insbesondere wenn Zwischenprodukte mit geringen Metallgehalten über lange Distanzen transportiert werden. Aufgrund des generischen Modells wären für die globale Bewertung Informationen zur durchschnittlichen Transportentfernung für alle betrachteten Zeiträume notwendig. Die Entscheidung, wo Erze abgebaut, aufbereitet und anschließend weiterverarbeitet werden, hängt u. a. von

längerfristigen Verträgen ab. Ein durchschnittlicher Wert für alle Zeiträume konnte im Rahmen der Arbeit nicht ermittelt werden. Eine Schätzung würde aufgrund der hohen Unsicherheit kaum wertvolle Zusatzinformationen liefern. Der Einfluss des Transports auf den KEA sowie das GWP ist auf globaler Ebene jedoch auch nicht ausschlaggebend, wie bspw. ICA (2017, S. 44) zeigt. Für einzelne Minen oder Regionen kann der Transportaufwand dennoch hoch sein, wie z. B. durch die Bewertung der deutschen Kupferbereitstellung in Kapitel 7.2 deutlich wird, und sollte bei Einzelbewertungen einbezogen werden. Der spezifische Aufwand für den Transport von importierten Konzentraten beträgt für Deutschland durchschnittlich etwa 11 MJ-Äq/kg Cu bzw. ca. 0,6 kg CO₂/kg Cu (dies entspricht rund 18 bzw. 14 % des Gesamtaufwands für die eingeführten und in Deutschland weiterverarbeiteten Kupferkonzentrate). Beim Transport von Kupferkathoden liegt er deutlich darunter. Würden jedoch nur Kathoden importiert und somit gänzlich auf die Aufbereitung von Kupfererzen in Deutschland verzichtet, hätte dies Auswirkungen auf die Infrastruktur der gesamten Metallgewinnung in Deutschland, wodurch auch die Gewinnung von Sekundärkupfer betroffen wäre. Die Erhaltung der Infrastruktur und des damit verbundenen Know-hows ist aus rohstoffpolitischer Sicht bspw. zur Verringerung der Abhängigkeit von anderen Ländern sehr wichtig und sollte bei Entscheidungen berücksichtigt werden. Auch die Nebenprodukte könnten dann nicht mehr in Deutschland gewonnen werden, wodurch sich die Abhängigkeit von anderen Ländern weiter verstärken würde.

Auch bei der Anwendung des Bewertungsansatzes auf einzelne Regionen stellt die Datenverfügbarkeit eine Herausforderung dar. Dies betrifft insbesondere Regionen wie Deutschland, die ihr Kupfer aus mehreren Ländern beziehen. Für einzelne Länder liegen keine Informationen zum durchschnittlichen Erzgehalt etc. vor, weshalb auf Informationen einzelner Minen zurückgegriffen werden musste. Es wurde dabei jedoch sichergestellt, dass diese einen wesentlichen Anteil an der Kupferproduktion des Landes haben. Abgesehen von der Datenverfügbarkeit lässt sich das Modell jedoch gut für eine erste Ermittlung des Aufwands einzelner Regionen einsetzen. Für detailliertere Analysen empfiehlt sich ggf. noch der Einbezug weiterer länderspezifischer Merkmale wie des jeweiligen Stands der Technik bei der Metallgewinnung.

Eine weitere Einschränkung der Datenqualität stellt die Bewertung der Stoff- und Energieströme dar. Für das aktuelle Modell wurde für den KEA und das GWP der Hilfs- und Betriebsstoffe größtenteils auf Daten der Datenbank ecoinvent zurückgegriffen, welche eine weitverbreitete Anwendung aufweisen. Historische Werte für den KEA sowie das GWP von Materialien sind nur vereinzelt vorhanden. Die Ermittlung des GWP von Produkten im Rahmen von klassischen LCAs erfolgte überhaupt erst ab den 1970er Jahren (Klöpffer und Wagner 2007, S. 7). Bis heute gibt es nur wenige Arbeiten, die sich mit der langfristigen Entwicklung des GWP einzelner Produkte beschäftigen. Das GWP vieler Materialien musste deshalb für die 1970er und 1930er Jahre basierend auf anderen Jahren und Indikatoren abgeschätzt werden. Für die 1930er musste auch eine Abschätzung des KEA der Materialien erfolgen. Die Auswirkungen auf das Gesamtergebnis sind jedoch als gering anzusehen, da in allen Jahren die in den direkt an der Metallgewinnung beteiligten Prozessen eingesetzte Energie den größten Einfluss auf die ermittelten Ergebnisse (KEA und GWP) hat, welche detaillierter untersucht wurde. Dazu wurde im Rahmen der Fallstudie der Primärenergieaufwand der Elektrizitätserzeugung anhand einer einheitlichen Methodik für alle Jahre berechnet und als Annäherung für den KEA verwendet. Basierend darauf wurde das GWP ermittelt. Eine Diskussion der Vorgehensweise ist in Kapitel 6.2.4 enthalten.

Den generellen Unsicherheiten, die mit Prognosen verbunden sind, wurde durch Szenarien Rechnung getragen. Dabei wurde auch der Einsatz erneuerbarer Energien untersucht. Die in den Szenarien ermittelten Ergebnisse zeigen, dass auch weiterhin ein erhebliches Potential besteht, die betrachteten Umweltwirkungen der Kupfergewinnung durch den Einsatz erneuerbarer Energien zu senken. Das ermittelte Potential ist enorm. Es ist jedoch zu beachten, dass die angegebenen Werte das Maximum darstellen, da die Elektrizitätsbereitstellung durch Windkraft angenommen wurde, welche derzeit die klimafreundlichste

Technologie ist. Als Vergleichswert wurde daher für alle Szenarien das Ergebnis unter Beibehaltung des für das 2010 angenommenen Strommixes gegeben. In Realität wird es auch zukünftig eine große Bandbreite an Technologien zur Elektrizitätserzeugung geben, weshalb der tatsächliche Wert zwischen den beiden ermittelten „Extremen“ liegt. Unabhängig davon bedarf es zur Umsetzung einer erneuerbaren Energieerzeugung im Bergbau noch weiterer Forschung und Entwicklung. Zum einen muss das hier aufgezeigte Potential anhand von Fallstudien genauer analysiert und verschiedene Energiebereitstellungsmöglichkeiten in die Bewertung einbezogen werden. Zum anderen muss auch eine ökonomische Betrachtung dieser Möglichkeiten erfolgen, um ökologisch sinnvolle und wirtschaftlich machbare Lösungen für den Bergbau zu entwickeln. Die Notwendigkeit der weiteren Forschung und Entwicklung hinsichtlich des Einsatzes erneuerbarer Energien im Bergbau wird durch die zunehmende Elektrifizierung, welche insbesondere im Untertagebau als Trend identifiziert wurde, noch verstärkt.

8.3 Übertragbarkeit des Bewertungsansatzes

Die in der Einleitung erläuterte Problemstellung hinsichtlich der Bewertung der Rohstoffverfügbarkeit trifft auf Metalle und mineralische Rohstoffe im Allgemeinen zu. Auch die sinkenden Erzgehalte sind kein kupferspezifisches Problem, sondern sind bei vielen Metallen zu beobachten, wie u. a. die Arbeit von Mudd (2009b) zeigt. Ob diese auf dieselben Gründe wie bei Kupfer zurückzuführen sind, konnte im Rahmen der Arbeit nicht überprüft werden. Obwohl dies im Detail in weiteren Arbeiten zu untersuchen ist, kann angenommen werden, dass die gemachten Beobachtungen großteils auch auf andere Metalle übertragbar sind (siehe z. B. UNEP 2013, S. 89 ff.; S. 207 ff.; West 2011; Northey et al. 2017). Der Bewertungsansatz und insbesondere das Modell wurden daher so konzipiert, dass diese unabhängig vom Metall angewandt werden können.

Der Abbau und die Aufbereitung von Metallen erfolgen meist in ähnlicher Weise durch das Lösen des Gesteins aus der Erdkruste, die Zerkleinerung des Erzes und einer ersten Erhöhung der Konzentration, welche einen geeigneten und notwendigen Ausgangspunkt für die nachfolgende metallurgische Behandlung darstellt. Die erstellten Module und die Parametrisierung sind daher auch für andere Metalle geeignet. Da die identifizierten Parameter sich großteils auf die Analyse von Kupfer stützen, könnten sich für andere Metalle jedoch weitere Parameter als wichtig herausstellen. Dennoch bestätigen alle bisherigen Arbeiten (inkl. der vorliegenden) unabhängig vom betrachteten Metall den hohen Einfluss des Erzgehalts. Der Erzgehalt wurde in der vorliegenden Arbeit um weitere Parameter (Tiefe, SR, Abbaumethoden) ergänzt. Dadurch ist das Modell nicht nur zur Bewertung weiterer Metalle geeignet, sondern erlaubt auch eine erste Ermittlung des Aufwands spezifischer Minen bzw. Regionen. Wie bspw. die Analyse empirischer Daten gezeigt hat, können die betrachteten Umweltwirkungen einzelner Minen erheblich vom globalen Durchschnitt abweichen. Bewertungen einzelner Minen, wie sie häufig in LCA-Studien vorgenommen werden, sind aufgrund der Individualität der Lagerstätten und den resultierenden Abbau- und Gewinnungsmethoden nicht repräsentativ für den gesamten Bergbau. Solche Datensätze werden jedoch immer wieder allgemeingültig verwendet. Hier bedarf es der Möglichkeit, bestehende Datensätze an die eigenen Bedürfnisse anzupassen. Das entwickelte Modell liefert dazu einen wichtigen Beitrag.

Die Metallurgie hingegen ist komplex, da eine Vielzahl von Verfahren und Verfahrensvarianten eingesetzt werden (siehe z. B. Norgate et al. 2007). Selbst bei gleichen oder ähnlichen Verfahren können der Energie- und Materialeinsatz aufgrund unterschiedlicher Eigenschaften der behandelten Metalle bzw. der in den Erzen oder Konzentraten enthaltenen Stoffe variieren (vgl. bspw. Kupfer und Nickel in Norgate und Rankin 2000; Mistry et al. 2016). Im Modell wurden lediglich die wichtigsten unterschiedlichen metallurgischen Verfahrensrouten betrachtet. Dies ist für eine durchschnittliche globale Betrachtung von Kupfer ausreichend, da hier relativ standardisierte Prozesse eingesetzt werden. In Bezug auf andere Metalle gilt es dies zu untersuchen.

Bislang wurden in der vorliegenden Arbeit ausschließlich Primärmetalle betrachtet. Der Metallbedarf wird jedoch aus einer Kombination von Primär- und Sekundärmetallen gedeckt. In Deutschland bspw. beläuft sich der Anteil von recyceltem Stahl, Kupfer und Aluminium auf jeweils etwa 50 % der jährlichen Produktion (BGR 2020, S. 22). 2015 betrug der weltweite Anteil an recyceltem Kupfer etwa 25 % (Brininstool und Flanagan 2017). Zudem wird dem Recycling eine bedeutende Rolle hinsichtlich der zukünftigen Rohstoffversorgung zugesprochen. Es gibt zahlreiche Konzepte und darauf basierende politische Zielsetzungen, welche ein vermehrtes Recycling forcieren. Dazu zählt bspw. die *Circular Economy*, welche die vollkommene Schließung der Kreisläufe anstrebt. Dass der Bedarf jedoch ausschließlich aus recycelten Rohstoffen befriedigt wird, ist praktisch unmöglich, da u. a. auch ihre Gewinnung mit einem sehr hohen Aufwand verbunden sein kann (Gößling 2001, S. 103 f.). Zudem sind die aus dem Recycling verfügbaren Mengen in absehbarer Zukunft nicht ausreichend, um den Bedarf zu decken (Elshkaki et al. 2018). Primärmetalle und ihre Verfügbarkeit werden daher auch weiterhin eine zentrale Rolle einnehmen. Dennoch scheint die Erweiterung der Gesamtbetrachtung um die Sekundärrohstoffe sinnvoll. Dazu könnte das Modell in weiteren Arbeiten um das Recycling erweitert werden. Auch beim Recycling beeinflusst die Metallkonzentration den Aufwand maßgeblich (Schäfer und Schmidt 2020), weshalb sich der entwickelte Ansatz ebenfalls für die Bewertung von Sekundärmetallen eignet.

Eine Einschränkung der Übertragbarkeit des Bewertungsansatzes besteht jedoch für Metalle, die zu großen Teilen als Nebenprodukt gewonnen werden. Ihr Aufwand wird nicht in gleichem Maße durch ihre Konzentration beeinflusst wie dies für Hauptmetalle der Fall ist. Beispielsweise liegt der Molybdängehalt porphyrischer Kupferlagerstätten durchschnittlich bei maximal 0,04 % (Neukirchen und Ries 2014, S. 165). Minen, die Molybdän als Hauptprodukt gewinnen, haben einen Erzgehalt von über 0,15 % Mo (Freeport-McMoRan Copper & Gold 2011). Die Kosten der Gewinnung von Molybdän als Nebenprodukt des Kupferabbaus scheinen daher deutlich geringer zu sein als die Kosten des reinen Molybdänabbaus (Kaufmann 1990), da hier Synergien genutzt werden können. Dies gilt ebenfalls für den Aufwand an Roh-, Hilfs- und Betriebsstoffen sowie die Umweltwirkungen. Molybdänkonzentrat, welches den Ausgangspunkt für die weitere Verarbeitung darstellt, entsteht bei der Flotation von Kupfererzen; der Abbau und die Zerkleinerung der Erze werden kaum beeinflusst. Der Aufwand an Energie und weiteren Roh-, Hilfs- und Betriebsstoffen dieser Prozessschritte kann daher wie oben beschrieben zwischen den Produkten aufgeteilt werden (Allokation), was zu einer Reduktion des produktbezogenen Aufwands führt. Der energetische Aufwand wie auch die Kosten für die Gewinnung als Nebenprodukt sind somit trotz deutlich niedrigerer Erzgehalte geringer als für die reine Molybdängewinnung. Zum Teil ist die Konzentration einiger Metalle so gering, dass ein eigenständiger Abbau wirtschaftlich derzeit nicht möglich ist. Nassar et al. (2015) zeigen in ihrer Arbeit, dass dies bspw. auch auf zahlreiche Technologiemetalle wie Rhenium zutrifft. Welche Auswirkungen dies auf die Produktion von einzelnen Nebenmetallen haben kann, lässt sich am Beispiel Antimon verdeutlichen. Dieses wird als Nebenprodukt von Blei gewonnen, welches in großen Mengen in Batterien von Verbrennern eingesetzt wird. Durch neue Entwicklungen wie Elektroautos werden zukünftig jedoch vermehrt neue Arten von Batterien genutzt, welche andere Rohstoffe wie Kobalt oder Lithium nutzen. Es ist also anzunehmen, dass der Abbau von Blei rückgängig sein wird und damit auch die Produktion von Antimon, außer es wird ein extrem hoher Aufwand für die Antimongewinnung in Kauf genommen. Bei Nebenprodukten können daher u. a. auch mengenmäßige Abhängigkeiten bestehen, die berücksichtigt werden sollten. Ein erster wichtiger Schritt zum besseren Verständnis dieser Zusammenhänge wäre die Erfassung der mengenmäßigen Abhängigkeiten der Metalle untereinander. Hierzu sind bislang unzureichend Daten auf globaler Ebene verfügbar. Eine solche Analyse würde auch eine Datenbasis für die Aufteilung des Aufwands auf Haupt- und Nebenmetalle, wie in dieser Arbeit vorgeschlagen, für die globale Bewertung der Hauptmetalle bereitstellen.

9 Fazit

Bislang konnte noch kein Konsens auf wissenschaftlicher Ebene hinsichtlich der Verfügbarkeit von mineralischen Rohstoffen und insbesondere Metallen erreicht werden. Ziel der vorliegenden Arbeit war es deshalb, einen Bewertungsansatz zu entwickeln, der es erlaubt, Aussagen über die langfristige Verfügbarkeit von Metallen zu treffen.

Häufig wird suggeriert, dass die Menschheit sich den Grenzen der geologischen Rohstoffverfügbarkeit zunehmend nähert. Solche Aussagen stützen sich meist auf mengenbasierte Indikatoren wie die Reserven oder Ressourcen. Diese Indikatoren sind jedoch für die Bewertung der Rohstoffverfügbarkeit nicht geeignet, da sie Teil eines dynamischen Systems sind und lediglich eine Momentaufnahme darstellen. Weder die derzeit bekannten Reserven noch Ressourcen sind als finit anzusehen, da u. a. große Teile der Erde noch nicht exploriert sind. Bei Metallen ist ein abnehmender Trend hinsichtlich der Erzgehalte zu beobachten, welcher in der Wissenschaft immer wieder als Zeichen der Erschöpfung der natürlichen Ressourcen interpretiert wird. Die ausführliche Analyse der Entwicklung der Erzgehalte am Beispiel Kupfer (Kapitel 3) hat jedoch gezeigt, dass diese Schlussfolgerung aus den verfügbaren Zahlen nicht gezogen werden kann. Die Gründe für den Abbau immer niedrigerhaltiger Lagerstätten sind vielfältig. Vor allem jedoch haben der steigende Bedarf und der damit verbundene Trend hin zu anderen Lagerstättentypen sowie der technologische Fortschritt zu dieser Entwicklung beigetragen. Es lässt sich daher festhalten, dass hinsichtlich mineralischer Rohstoffe (zumindest in absehbarer Zukunft) kein Mengenproblem besteht.

Jedoch ist die Gewinnung von Metallen mit einem Aufwand an Hilfs- und Betriebsstoffen sowie Umweltwirkungen verbunden. Dieser Aufwand ist eng mit den Erzgehalten verknüpft, da bei niedrigeren Erzgehalten mehr Material bewegt werden muss, um dieselbe Menge an Metall zu gewinnen. Daher gilt: Je geringer die Erzgehalte, desto höher der ökonomische und ökologische Aufwand. Ebendieser Aufwand ist es, der zur Einschränkung der Rohstoffverfügbarkeit führt. Um dies zu erfassen, bedarf es daher Indikatoren, die sich am Aufwand orientieren und nicht an den verfügbaren Mengen, wie sie üblicherweise in der Diskussion um die Rohstoffverfügbarkeit verwendet werden.

Basierend auf den vorhergehenden Überlegungen wurde im Rahmen der vorliegenden Arbeit die Energie (KEA) als geeigneter Indikator identifiziert. Sie spielt hinsichtlich des Aufwands eine zentrale Rolle, da ein Mindesteinsatz an Energie für jegliche Aktivität naturgesetzlich bedingt ist. Wäre unendlich viel Energie verfügbar, dann wäre die Debatte um die Rohstoffverfügbarkeit obsolet, da auch kleinste Konzentrationen genutzt werden könnten. Mit dem Einsatz von Energie sind wiederum Umweltwirkungen verbunden. Wie hoch diese Umweltwirkungen sind, hängt maßgeblich von der eingesetzten Art der Energie und ihrer Erzeugung ab. Grundsätzlich bietet der Einsatz erneuerbarer Energien eine Möglichkeit, unbegrenzt und klimafreundlich Energie zur Verfügung zu stellen. Dennoch ist man von einer rein regenerativen Energieerzeugung insbesondere im Bergbau, der sich im Gegensatz zu vielen anderen Industrien wenig innovativ gibt, noch weit entfernt. Die Energie und ihre Umweltwirkungen werden daher auch zukünftig ein limitierender Faktor bei der Gewinnung von Rohstoffen sein. Ein Verständnis des Energieaufwands und seiner Einflussfaktoren ist daher von zentraler Bedeutung, um Strategien und Maßnahmen ableiten zu können, welche die Rohstoffverfügbarkeit sicherstellen.

Auch andere Arbeiten befassen sich mit dem energetischen Aufwand der Metallgewinnung und dem Einfluss der Erzgehalte auf diesen. Die Arbeiten bestätigen die Annahme, dass der Energieeinsatz mit einem abnehmenden Erzgehalt überproportional zunimmt. Aussagen über die Rohstoffverfügbarkeit

lassen sie jedoch nicht zu, da die zeitliche Perspektive fast gänzlich vernachlässigt wird. Sie berücksichtigen lediglich eine Veränderung des Erzgehalts, aber keine Veränderungen anderer Entwicklungen wie der eingesetzten Technologie. Dadurch wird vermittelt, dass man sich auf nur einer KEA-Erzgehalt-Kurve bewegt. Jedoch verschiebt sich die Kurve bspw. durch Effizienzgewinne selbst auch. Es ist daher eine langfristige Betrachtung der Entwicklung des Energieaufwands unter Berücksichtigung geologischer und technologischer Faktoren notwendig.

Eine solche Betrachtung erlaubt ein prozessbasiertes Stoff- und Energiestrommodell. Dieses bietet sowohl die Möglichkeit, Ursache-Wirkungs-Zusammenhänge zu analysieren als auch eine ganzheitliche Betrachtung durch den Einbezug der eingehenden Hilfs- und Betriebsstoffe vorzunehmen – beides kann durch eine Analyse empirischer Daten nicht gewährleistet werden. Im Rahmen der vorliegenden Arbeit wurde daher ein generisches Modell der Metallgewinnung entwickelt, welches durch eine Modularisierung und Parametrisierung jedoch an spezifische geologische und technologische Gegebenheiten anpassbar ist.

Für Kupfer, welches als Fallbeispiel diente, konnte mittels des Bewertungsansatzes gezeigt werden, dass der energetische Aufwand auf einem relativ konstanten Niveau gehalten werden konnte – trotz sinkender Erzgehalte. In den 1930ern betrug der KEA ca. 70 MJ-Äq/kg Cu, in den 1970ern etwa 54 MJ-Äq/kg Cu, heute liegt er bei 69 MJ-Äq/kg Cu. Das GWP, welches aufgrund seiner gesellschaftlichen und politischen Relevanz zusätzlich betrachtet wurde, konnte sogar von 5,7 kg CO₂-Äq/kg Cu in den 30ern auf heute 4,8 kg CO₂-Äq/kg Cu reduziert werden. Diese Ergebnisse widersprechen der häufig gemachten Annahme, dass der Energieaufwand mit abnehmenden Erzgehalten extrem steigt und somit zu einer Einschränkung der Rohstoffverfügbarkeit führt. Zumindest bislang konnte der technologische Fortschritt die sinkenden Erzgehalte bei der Kupfergewinnung kompensieren. Dieser Fortschritt wurde dabei insbesondere in der Elektrizitätserzeugung und später Metallurgie erzielt.

Auch zukünftig besteht noch ein erhebliches Potential, den Aufwand der Kupfergewinnung zu reduzieren. Unter der Annahme von Windenergie für die Elektrizitätsbereitstellung im Bergbau kann der KEA bei gleichbleibenden Erzgehalten in den untersuchten Szenarien um zwischen 20 % und 61 % reduziert werden. Das Reduktionspotential beim GWP liegt sogar jeweils über 50 %. Eine reine Optimierung der Abbau- und Gewinnungsprozesse ohne Änderung der Elektrizitätsbereitstellung hat hingegen nur einen geringen Effekt. Sie können sinkende Erzgehalte oder eine höhere Abbautiefe und ein steigendes SR allein nicht ausgleichen. Auch ein höherer Anteil hydrometallurgisch gewonnenen Kupfers durch den vermehrten Einsatz der *In-situ*-Laugung, die als vielversprechende Technologie gehandelt wird, führt ohne regenerative Energieerzeugung zu einer Erhöhung der betrachteten Umweltwirkungen. Dies zeigt auch, dass jede neue Technologie zuerst hinsichtlich ihres Aufwands bewertet werden sollte. Vor allem wird dadurch jedoch deutlich, wie wichtig es ist, den Ausbau erneuerbarer Energien im Bergbau voranzutreiben, um so die Rohstoffverfügbarkeit auch zukünftig sicherzustellen. Bislang bestehen dabei noch erhebliche technische und finanzielle Barrieren, die es im Rahmen weiterer Forschungs- und Entwicklungsarbeiten zu überwinden gilt.

Der Einsatz erneuerbarer Energien gewinnt durch den Trend der Elektrifizierung zudem weiter an Bedeutung. Insbesondere im Untertagebau ist eine zunehmende Elektrifizierung wahrscheinlich. In Kombination mit dem Einsatz erneuerbarer Energien könnte der Untertagebau, der derzeit sowohl mit höheren Kosten als auch einem höheren KEA und GWP verbunden ist als der Tagebau, wieder attraktiver werden. Dadurch können zwei Probleme adressiert werden: Zum einen ist der Tagebau mit einem erheblichen Eingriff in die Landschaft verbunden, zum anderen ist es wahrscheinlich, dass zunehmend auf tiefer liegende Ressourcen zurückgegriffen werden muss. Es scheint daher lohnenswert, den Untertagebau und seine weitere Entwicklung detaillierter zu untersuchen.

Die Ergebnisse für Kupfer beruhen auf der Betrachtung der Metallgewinnung als Ein-Produkt-System. Das heißt, mögliche Nebenprodukte wurden nicht berücksichtigt. Ein Einbezug der Nebenprodukte kann durch eine Allokation, d. h. Aufteilung der Aufwände eines Prozesses auf die produzierten Produkte, wie sie üblicherweise in LCAs angewandt wird, vorgenommen werden. Dazu wurde in Kapitel 7.1 basierend auf industrietypischen Mechanismen zur Preisbildung von Konzentraten eine Methodik vorgeschlagen und exemplarisch angewandt. Für die betrachteten Fälle ergibt sich durch die Allokation eine deutliche Reduktion des KEA und GWP der Kupfergewinnung. Dies zeigt sich auch anhand der Bewertung des Aufwands der Kupferbereitstellung in Deutschland. Der ermittelte Aufwand liegt bei 65 MJ-Äq/kg Cu bzw. 4,3 kg CO₂-Äq/kg Cu, also leicht unter dem globalen Durchschnitt. Durch den Einbezug der Nebenprodukte wird dieser auf 42 MJ-Äq/kg Cu und 3,4 kg CO₂-Äq/kg Cu reduziert. Inwieweit jedoch der Abbau polymetallischer Erze, die zunehmend eine komplexere Zusammensetzung aufweisen, und eine Reduktion des Gesamtaufwands auch zukünftig Hand in Hand gehen, ist weiter zu untersuchen.

Die vorgenommene Bewertung für Deutschland lässt zudem folgende Erkenntnisse zu: Erstens kann der Transportaufwand einen bedeutenden Beitrag zum KEA und GWP leisten, wenn Aufbereitung und Verhüttung weit auseinander liegen, d. h. niedrigkonzentrierte Zwischenprodukte wie Konzentrate über weite Strecken transportiert werden. Ein hoher Anteil des Transportaufwands wird dann für wertloses Material aufgebracht. Es ist daher sinnvoll, wenn Abbau und die weitere Verarbeitung in unmittelbarer Nähe zueinander stattfinden. Dies könnte jedoch u. a. einen negativen Einfluss auf die metallurgische Infrastruktur in Ländern haben, die lediglich Konzentrate verarbeiten. Dieser und weitere rohstoffpolitische sowie regulatorische Aspekte sollten bei der Entscheidungsfindung ebenfalls berücksichtigt werden. Zweitens variiert aufgrund der geologischen und technologischen Gegebenheiten der Regionen, aus denen das Kupfer importiert wird, der Aufwand des gewonnenen Kupfers stark. Die Bezugsquelle ist daher ein wichtiger Einflussfaktor. Dort sollten Maßnahmen zur Senkung der Umweltwirkungen ansetzen, um einen Beitrag zum globalen Klimaschutz zu leisten. Diese Maßnahmen kann Deutschland unterstützen, indem es dahingehend auf den Markt einwirkt, dass die Treibhausgasemissionen von Metallen minenspezifisch ausgewiesen werden und emissionsärmeres Kupfer bevorzugt wird.

Insgesamt bleibt insbesondere die Frage offen, wie Metalle bewertet werden sollten, die fast ausschließlich als Nebenprodukt gewonnen werden. Wie durch die vorhergehende Überlegung und die Diskussion ersichtlich, bestehen für diese Metalle Abhängigkeiten von anderen Metallen, da u. a. beim Abbau und der Aufbereitung Synergien genutzt werden, welche die Gewinnung dieser Metalle auch bei sehr niedrigen Erzgehalten unter einem vertretbaren Aufwand erlauben. Fällt die Produktion des Hauptmetalls weg, dann hat dies auch Auswirkungen auf die Produktion der Nebenprodukte und den damit verbundenen Aufwand. Insgesamt bedarf es daher zukünftig noch weiterer ganzheitlicher Betrachtungen, welche die Metallgewinnung und ihre Verflechtungen systematisch und auf globaler Ebene erfassen.

Abgesehen von den genannten Einschränkungen stellt der entwickelte Bewertungsansatz einen geeigneten Ausgangspunkt für die Bewertung weiterer (Haupt-)Metalle dar. Um die Anwendung auf andere Metalle zu erleichtern, wurde das Modell so konzipiert, dass es metallunabhängig anwendbar ist. Bei der Modellierung des Abbaus und der Aufbereitung wurde zudem darauf geachtet, dass diese durch wenige Schritte an individuelle Gegebenheiten anpassbar sind. Obwohl hier Aspekte wie der Untertagebau noch detaillierter betrachtet werden sollten, erlaubt das Modell neben der globalen Betrachtung somit auch die Bewertung einzelner Minen und Regionen. Dadurch liefert die Arbeit ebenfalls einen wichtigen Beitrag zur Reduktion bestehender Unsicherheiten, die aus der allgemeingültigen Verwendung spezifischer Datensätze resultieren. Für weitere Arbeiten besteht zudem die Möglichkeit, die Sekundärgewinnung in die Bewertung einzubeziehen, da auch hier ein Konzentrationsproblem vorliegt. Dadurch könnte die Rohstoffbereitstellung insgesamt betrachtet und auch optimiert werden.

Zusammenfassend lässt sich festhalten, dass wir uns nicht vom Narrativ der versiegenden Rohstoffquellen leiten lassen sollten. Stattdessen sollten wir unsere Fähigkeiten nutzen und uns auch weiterhin auf die Entwicklung neuer methodischer und technischer Lösungen fokussieren. Denn nur so können wir den tatsächlichen Restriktionen hinsichtlich der Rohstoffverfügbarkeit, die sich durch den energetischen Aufwand beschreiben und mittels des in dieser Arbeit entwickelten Modells bemessen lassen, auch weiterhin entgegenwirken.

Anhang

A. Empirische Datenanalyse

A.1 Datenquellen

Im Folgenden sind die Quellen für die in der empirischen Datenanalyse verwendeten und in Tabelle 5.1 aufgelisteten Minen angegeben. Dazu sind alle Minen untergliedert nach dem zugehörigen Unternehmen aufgeführt. Anschließend sind die Quellen angegeben.

Xstrata:

- Alumbraera
- Ernest Henry
- Mt Isa
- Collahuasi

Ok Tedi:

- Ok Tedi

Antofagasta:

- Esperanza
- Los Pelambres
- El Tesoro
- Michilla

Teck:

- Highland Valley

MMG:

- Golden Grove
- Sepon

First Quantum:

- Pyhäsalmi
- Çayeli

Lundin Mining:

- Neves Corvo

Grupo México:

- Toquepala

Vedanta:

- Mt Lyell (Copper Mines of Tasmania)

OZ Minerals

- Prominent Hill

Rio Tinto:

- Northparkes
- Palabora
- Bingham Canyon

Codelco:

- Andina
- Radomiro Tomic
- Chuquicamata
- Salvador
- El Teniente

Anglo American:

- Mantoverde
- Los Bronces
- El Soldado

Die Daten wurden aus folgenden Quellen entnommen:

- Koppelaar und Koppelaar (2016) (Energiebedarfe, Tiefe und Nebenprodukte)
- Northey et al. (2013) sowie Northey (2018) (Energiebedarfe und Nebenprodukte)
- Jahres- u. Nachhaltigkeitsberichte (hauptsächlich zur Ergänzung SR):
 - Anglo American (var._a)
 - Anglo American (var._b)
 - Ok Tedi (var.)
 - Antofagasta (2017)
 - Teck (2008)
 - Southern Copper (2007)
 - Oz (var.)
 - Rio Tinto (var.)
 - Codelco (2012)
- Homepage der Unternehmen und andere (hauptsächlich zur Ergänzung Tiefe und SR):
 - Mining Technology (2020)
 - Ernest Henry (2020)
 - Canadian Mining Journal (2000)
 - First Quantum (2020)
- Sonstige:
 - Sika (2015)
 - Werner und Mudd (2018)
 - AMC (2009)
- Für die Tiefe sowie das SR wurden teilweise auch Schätzungen basierend auf durchschnittlichen Werten für den Lagerstättentyp oder anderer Jahre angenommen.

A.2 Ergebnisse der graphischen Auswertung

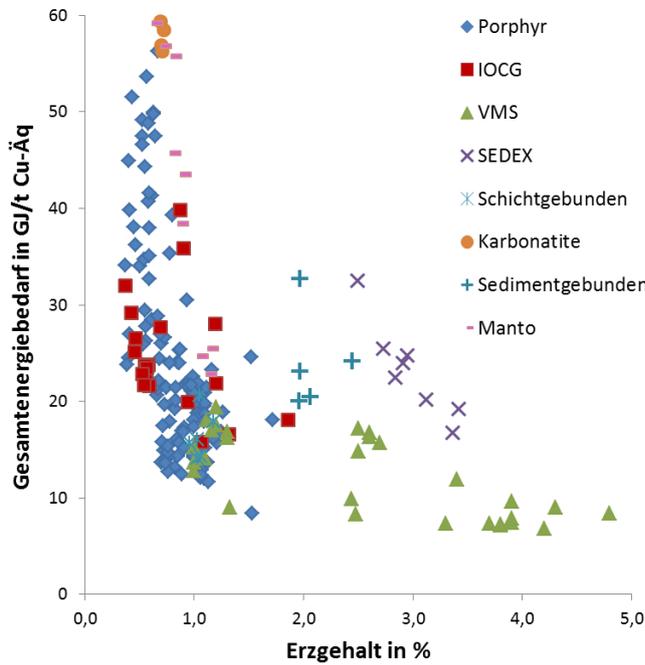


Abbildung A.1: Zusammenhang zwischen Gesamtenergiebedarf, Lagerstättentyp und Erzgehalt aller Datensätze. (VMS = Vulkanogene Massivsulfide, SEDEX = Sedimentärexhalative Lagerstätte)

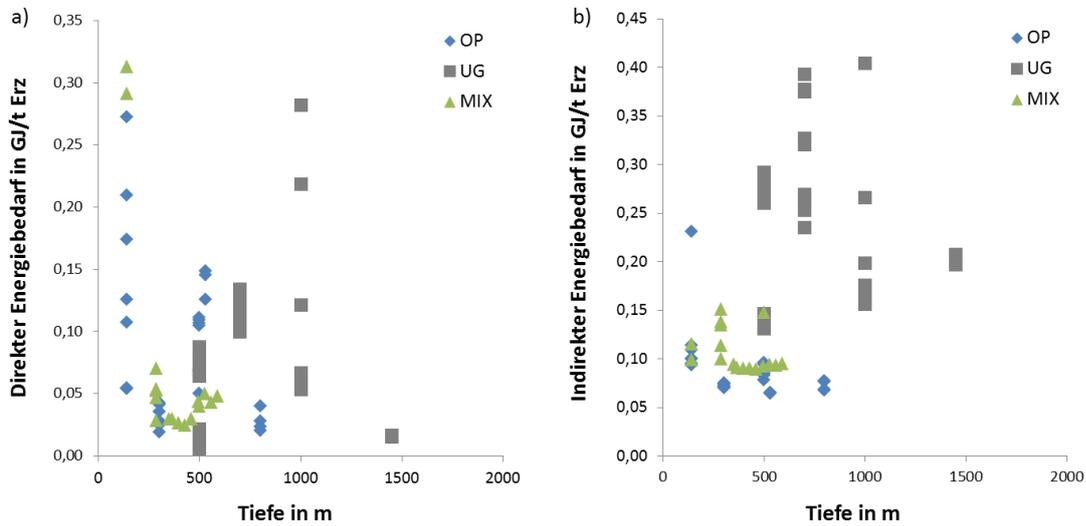


Abbildung A.2: Zusammenhang a) direkter und b) indirekter Energiebedarf, Abbautiefe und Abbaumethode für Minen, die ein Kupferkonzentrat herstellen. (OP = Tagebau, UG = Untertagebau, MIX = gemischt)

B. Modellbeschreibung

B.1 Exploration

Tabelle B.1: Anteil der Explorationskosten an den Gesamtkosten einzelner Minen.

	Codelco	Glencore	Freeport- McMo- Ran	Grupo México	Boliden	Anto- fagasta	Newcrest
Produktionskosten in Mio. US\$	9.916,8	144.533,0	10.693,0	4.824,0	4.398,2	2.349,1	3.295,0
Explorationskos- ten in Mio. US\$	139,5	147,0	107,0	48,8	44,4	101,9	56,0
Anteil Explorati- onskosten an den Produktionskosten in %	1,4	0,1	1,0	1,0	1,0	4,3	1,7
Quelle	Codelco 2017, S. 150 u. 183	Glencore 2017, S. 126 u. 129	Freeport- McMoRan 2017, S. 119	Grupo México 2017, S. 8 u. 52	Boliden 2016, S. 108 u. 111	Antofa- gasta 2017, S. 141	Newcrest 2017, S. 42 u. 44

Als Experte wurde zusätzlich John Berry befragt (Berry 2017). Ausschlaggebender Aufwand bei der Exploration sind die Bohrungen. Dieser gibt der Experte mit durchschnittlich 0,15 m/t Erz an. Geht man von einem Erzgehalt von 0,5 % aus, ergibt dies eine gesamte Bohrlänge von 30 m/t Cu. Bei einem Energiebedarf von 40 MJ/m³⁵ für die Bohrungen beträgt der Gesamtenergiebedarf hierfür 1200 MJ/t Cu. Bei einem KEA der gesamten Kupfergewinnung von rund 70 GJ/t Cu entspricht dies nur 1,7 % des Gesamtaufwands. Codelco gibt Bohrungen von rund 50 m/t Cu an (Codelco 2016, S. 51), damit läge der prozentuale Anteil unter der Voraussetzung eines gleichbleibenden Gesamtaufwands bei 2,7 %.

³⁵ Basierend auf Angaben zum Explorac 100 (Epiroc 2016; Epiroc 2020).

C. Fallbeispiel Kupfer

Im folgenden Kapitel sind die Daten für die langfristige Bewertung der Kupfergewinnung wiedergegeben. Die Daten sind entsprechend der Module gegliedert. Die Annahmen für die zukünftige Entwicklung sind in Anhang C.4 erläutert. Anschließend sind die Hintergrunddaten für die betrachteten Jahre aufgeführt. Weitere Analysen zur Validierung des Modells sind abschließend in Anhang C.6 zu finden.

C.1 Abbau

Tabelle C.1: Stoff- und Energieströme Abbau.

Modul Abbau		1930		1970		2010	
Prozess	Hilfs und Betriebsstoff	Wert	Quelle	Anmerkung	Wert	Quelle	Anmerkung
OP	Abbau Elektrizität in kWh/t Gestein	0,9	Jackson und Hedges 1939, S. 384; Soderberg 1930, S. 23 ^{a)}		0,8	Chapman 1973, Appendix 1 u. 2 ^{b)}	Marsden 2008; Fuerstenau und Han in Mine 2003, S. 78
Strip-ping	Elektrizität in kWh/t Gestein	0,7	ebd.	Angenommene Dichte Gestein 2 t/m ³	-	-	-
Abbau	Diesel in MJ/t Gestein	-	-		10,8	Chapman 1973, Appendix 3	Zusammenfassung, für detaillierte Informationen siehe Quelle
Strip-ping	Kohle in kg/t Gestein	1,4	ebd.	Angenommene Dichte Gestein 2 t/m ³	-	-	-
Abbau	Sprengstoff in kg/t Gestein	0,1	ebd.		0,1	Chapman 1973, Appendix 1, S. 26	Dynno 2010
Strip-ping	Sprengstoff in kg/t Gestein	0,1	ebd.	Angenommene Dichte Gestein 2 t/m ³	-	-	-

^{a)} Es wurde angenommen, dass das Dokument Kurztonnen (engl. *short tons*) verwendet, so kann eine Unterschätzung vermieden werden. Zusätzlich wurden die Werte in der Berechnung angepasst, da angenommen wird, dass die durchschnittliche Tiefe damals nur rund 250 m war; Bingham Canyon war bereits 450 m tief. Es wurde geschätzt, dass etwa 30 % der Verbräuche tiefenabhängig sind.

^{b)} Dokument verwendet evtl. Langtonnen (engl. *long tons*), es wurde keine Anpassung vorgenommen, da der Fehler (< 2 %) zu vernachlässigen ist.

^{c)} Die Energiebedarfe wurden basierend auf den angegebenen Literaturquellen berechnet. Der Energiebedarf des Bohrens wurde aus Atlas Copco (2004) entnommen (2 l/geböhrt Meter), es wurde zusätzlich angenommen, dass durchschnittlich rund 0,03 m³ gesprengtem Gestein gebohrt werden (Atlas Copco 2012, S. 108). Der Energiebedarf des Ladens basiert auf dem Modell CAT 6090 FS. Der Wert ergibt sich aus einem Dieserverbrauch von 520 l/h bei einer Schaufelkapazität von 52 m³ (104 t bei einer angenommenen Dichte von 2 t/m³ Gestein) und 30 Ladevorgängen pro Stunde. Der Transport basiert auf dem Truck CAT 795F AC. Der Truck hat einen Dieserverbrauch von 220 l/h bei einer Nutzlast von etwa 350 t. Als durchschnittliche Geschwindigkeit wurden 50 km/h angenommen, zusätzlich sind je 3 min für die Be- und Entladung beinhaltet. Als Dichte für Diesel wurde 0,84 kg/l sowie ein Heizwert von 43,4 MJ/kg angenommen (OECD/IEA 2005, 180 ff.).

Fortsetzung Tabelle C.1: Stoff- und Energieströme Abbau.

Modul Abbau		1930			1970			2010		
Prozess	Hilfs- und Betriebsstoff	Wert	Quelle	Anmerkung	Wert	Quelle	Anmerkung	Wert	Quelle	Anmerkung
UG Abbau	Elektrizität in kWh/t Gestein	20,4	Jackson und Hedges 1939, S. 321	pro Tonne Erz, Durchschnitt	15,0	Gaines 1980, S. 29; Rosenkranz 1976	pro Tonne Erz	25,0	Marsden 2008; Wallace 2001; AusIMM 2012, S. 145	Eigene Berechnung ^{d)} : Ventilation (20 kWh) + Zerkleinern (1 kWh) + Transport (0,008 kWh/m)
	Diesel in MJ/t Gestein	-			21,8	ebd.	pro Tonne Erz	16,5	Atlas Copco 2004; AusIMM 2012; Salama et al. 2015; Golder Associates 2012	Eigene Berechnung ^{e)} : Bohren (11,0 MJ) + LuT (5,5 MJ)
	Erdgas in MJ/t Gestein	-			13,4	ebd.	pro Tonne Erz	-		
	Sprengstoff in kg/t Gestein	0,7	ebd.	pro Tonne Erz; Durchschnitt	0,7	Gaines 1980, S. 28	Auch für Strip-ping angenommen	0,4	AusIMM 2012, S. 158	Angenommene Dichte Gestein 2 t/m ³

^{d)} Bezüglich der Ventilation gibt es sehr unterschiedliche Angaben zum Energieverbrauch (siehe z. B. auch Norgate und Haque 2010; Canadian Industry Program for Energy Conservation (CIPEC) 2005, S. 41), hier wurde mit 20 kWh/t Erz (eigene Auswertung der Daten von Wallace (2001), aufgerundeter Mittelwert) gerechnet. Der Wert des Zerkleinerns entspricht den Angaben beim Tagebau. Für den Transport mittels eines Schachts wurde eine Annäherung auf Basis von AusIMM (2012, S. 145) vorgenommen.

^{e)} Für das Bohren wurde der Energiebedarf aus dem Tagebau entnommen, jedoch wurden basierend auf AusIMM (2012, S. 158) durchschnittliche Bohrungen von 0,15 m/t Erz angenommen. Für das Laden und den Transport zur Sammelstelle werden 0,15 l/t Erz (Salama et al. 2015; LHD 1D bis 4D) angenommen. Als Dichte für Diesel wurde 0,84 kg/l sowie ein Heizwert von 43,4 MJ/kg angenommen (OECD/IEA 2005, 180 ff.).

C.2 Aufbereitung

Tabelle C.2: Stoff- und Energieströme Aufbereitung.

Modul Aufbereitung		1930		1970		2010	
Prozess	Hilfs- und Betriebsstoff	Wert	Quelle	Wert	Quelle	Wert	Quelle
Zerkleinern	Elektrizität in kWh/t Erz	3,9	Martin 1931, S. 25				
	Elektrizität in kWh/t Erz	8,3	ebd.			12,4	Zerkleinerung: Eigene Berechnung nach Bond' s Law von Schlesinger et al. 2011, S.37 ff; WI: 150,000 auf 400 µm u. Fuerstenau und Han 2003, S. 75
	Elektrizität in kWh/t Erz	5,4	ebd.	15,0	Chapman 1973, S. 7; Gaines 1980, S. 28; basierend auf Kellogg 1978	4,0	Marsden 2008
Trocknen	Elektrizität in kWh/t Erz	0,2	ebd.			-	Inkl. Mahlen und Entsorgung der <i>tailings</i>
Wasserversorgung und Forschung	Elektrizität in kWh/t Erz	0,6	ebd.			-	
Aufbereitung	Wasser in m ³ /t Erz	4,0	Tenney 1930, S. 38, 40	2,8	Chapman 1973, S. 34	0,6	Montes Prunés et al. 2015
Zerkleinern und Mahlen	Stahl in kg/t Erz	0,7	Martin 1931, S. 16	1,0	Biswas und Davenport 1976, S. 38	0,7	Marsden 2008
Flotation	Brantkalk in kg/t Erz	1,9	ebd.	1,8	Chapman 1973, S. 34; Gaines 1980, S. 30	1,0	Schlesinger et al. 2011, S. 53 ff.
	Chemikalien in kg/t Erz	0,1	ebd.	0,1	Chapman 1973, S. 34; Gaines 1980, S. 30	0,1	ebd.
							Annäherung, <i>Collector</i> : Xanthate 30 g <i>Frother</i> : MIBC 100 g

C.3 Metallurgie

Tabelle C.3: Stoff- und Energieströme Metallurgie.

Modul Metallurgie		1930		1970		2010	
Prozess	Hilfs und Betriebsstoff	Wert	Quelle	Anmerkung	Wert	Quelle	Anmerkung
Hydro- metal- lurgie	Tank- laugung in kWh/t Erz	6,8		Schätzung basierend auf 1970	6,8	Basierend auf Marsden 2008	Eigene Berechnung: 1. Zerkleinern (1 kWh/t Erz u. Abraum) + 2. Zerkleinern (1 kWh) + Laugung (2 kWh) + Mahlen von 150.000 auf 10.000 µm (1 kWh); WI 12,7
		0,3	Bell 1930, S. 11		0,2		Schätzung basierend auf anderen Jahren
	Schwefelsäure in kg/t Erz	12,3	Bell 1930, S. 9	Schätzung basierend auf 100 % angepasst	30,0	Biswas und Davenport 1976, S. 265	
EW	Elektrizität in kWh/t Cu Kathode	2.430	Newton und Wilson 1942, S. 331	Annäherung	2.400	Gaines 1980, S. 72	
Haufen- laugung	Elektrizität in kWh/t Erz	5,9		Schätzung basierend auf 1970	5,9	Basierend auf Marsden 2008	Eigene Berechnung: 1. Zerkleinern (1 kWh/t Erz u. Abraum) + 2. Zerkleinern (1 kWh) + Laugung (2 kWh)
		0,3			0,2	Schätzung basierend auf Tanklaugung	0,1
	Schwefelsäure in kg/t Erz	24,7		Schätzung: Doppelter Wert Tanklaugung (Bell 1930, S. 9), da Säure nicht regeneriert wird (McMahon 1964, S. 104)	42,5	Ahness und Pojar 1983, S. 18	Durchschnitt; angenommene Gewinnungsrate 70 %
					13,0	ICA 2017, S. 63	Durchschnitt

Fortsetzung Tabelle C.3: Stoff- und Energieströme Metallurgie.

Modul Metallurgie		1930	1970	2010				
Prozess	Hilfs und Be- triebsstoff	Wert	Quelle	Anmerkung	Wert	Quelle	Anmerkung	
Hydro- metall- lurgie	Zementation	6,7		Schätzung basierend auf 1970; Konzentration Zementkupfer 75 % Cu (Bell 1930, S. 16)	6,2	Pitt und Wadsworth 1980, S. 106	Konzentration Zementkupfer 90 % Cu (Schlitt und Richards 1974)	-
	Elektrizität in kWh/t Cu							
	Stahlschrott in t/t Cu	2,0	Bell 1930, S. 16		1,8	Biswas und Davenport 1976, S. 274		-
Für die der Zementation folgende pyrometallurgische Verarbeitung wurden die unter Pyrometallurgie angegebenen Werte angepasst mit folgendem Ergebnis:								
Schmelzen und Konver- tieren	KEA in MJ-Äq/t Cu	12.450			6.128		Konzentration Zementkupfer 90 % Cu (Hearn und Hoye 1989, S. 34)	-
	GWP in CO ₂ -Äq/t Cu	1,14		Konzentration Zementkupfer 75 % Cu (Bell 1930, S. 16)	0,59			-
Raffination	KEA in MJ-Äq/t Cu	8.605			4.110			-
	GWP in CO ₂ -Äq/t Cu	0,61			0,26			-
SX	Elektrizität in kWh/t Cu	-			-			1.222 Marsden 2008
	Dampf in kg/t Cu	-			-			0,2 Norgate und Rankin 2000
EW	Elektrizität in kWh/t Cu Kathode	-			-			2.000 ICA 2017, S. 63

Fortsetzung Tabelle C.3: Stoff- und Energieströme Metallurgie.

Modul Metallurgie		1930		1970		2010		
Prozess	Hilfs und Betriebsstoff	Wert	Quelle	Anmerkung	Wert	Quelle	Anmerkung	
Pyro- Schmel- metall- urgie Konver- tieren	Kohle in MJ/t Cu	18.833	Honeyman 1939	Konzentrat auf 32 % Cu und 10 % Feuchtigkeit angepasst; inkl. Wärme- rückgewinnung	21.771	Biswas und Davenport 1976, S. 343	-	
	Elektrizität in kWh/t Cu	300	Chapman 1973	Einblasen von Luft	-		500 Angenäherter Wert aus ESU und IFEU 2008, S. 14	
	Heizöl in MJ/t Cu	-			-		4.175 Goonan 2005, S. 5. Mix	
	Sauerstoff in kg/t Cu	-			-		909 ebd. Mix	
	Flussmittel in kg/t Cu	k. A.		Einfluss auf Ergebnis minimal	1.140	Skovronek und EPA 1976, S. 37	350 ebd. Mix	
	Kalk in kg/t Cu	k. A.		Einfluss auf Ergebnis minimal	140	ebd.	180 ebd. Mix	
	Kupferschrott in kg/t Cu	-			-		110 ebd. Mix	
	Raffinati- on	Erdgas in MJ/t Cu	2.678	Newton und Wilson 1942, S. 194	Inkl. Wärmerückgewin- nung	1.884	Biswas und Davenport 1976, S. 343	-
		Elektrizität in kWh/t Cu	401	Newton und Wilson 1942, S. 261	Maximum	300	ebd.	400 Marsden 2008; Gjurco 2005, S. 296; basierend auf MIM 1999
		Wasser in m ³ /t Cu	-			-		0,5 Goonan 2005, S. 5 Mix

C.4 Zukünftige Entwicklungen

C.4.1 Abbau

Tagebau:

- Förderband statt Truck:
 - Energiebedarf (Strom) des Förderbands beträgt 0,0025 kWh/t-m vertikaler Transport (Kennedy 1990, S. 702)

Untertagebau:

- Elektrifizierung aller Fahrzeuge und sonstiger Geräte:
 - Energiebedarf Bohren: 70 % des dieselbetriebenen Equipments (Halim und Kerai 2013)
 - Energiebedarf Zwischentransport: 0,5 kWh/t Gestein (Salama et al. 2015)
 - Ventilation: An Elektrifizierung angepasst und Tiefen-Energiebedarf-Zusammenhang modelliert (siehe Haupttext Kapitel 6.4.2.1 und 5.2.2.2)

C.4.2 Aufbereitung

Mahlen:

Wasser:

- Energiemix bei Erneuerbare Energien Szenario: Eigene Berechnung entsprechend der bereits angewandten Methodik zur Bestimmung des Aufwands der Bereitstellung elektrischer Energie; Anteile der Energieträger an der Gesamtproduktion basierend auf Comité Consultivo de Energía 2050 (2015, S. 75). Ermittelter KEA: 4,8 MJ-Äq/kWh und GWP: 0,1 kg CO₂-Äq/kWh
- Neuberechnung KEA Wasser entsalzt: 72 MJ-Äq/m³ (mit Strommix Chile 2010) und 39 MJ-Äq/m³ (mit Strommix Chile 2050)
- Neuberechnung GWP Wasser entsalzt: 4,6 kg CO₂-Äq/m³ (mit Strommix Chile 2010) und 1,1 kg CO₂-Äq/m³ (Strommix Chile 2050)

C.4.3 Metallurgie

Pyrometallurgie:

- Outokumpu als Standardtechnologie (Goonan 2005, eigene Auswertung der Daten):
 - Erdgas 2.707 MJ/t Cu
 - Strom 400 kWh/t Cu
 - Sauerstoff 1.170 kg/t Cu
 - Kalk(stein) 146 kg/t Cu
 - Schrott 112 kg/t Cu
 - Wasser 570 kg/t Cu (Abgasreinigung)

Hydrometallurgie:

- *In-situ*-Laugung zusätzlich modelliert; siehe Haupttext Kapitel 6.4.2.1

- Energiebedarf basierend auf M3 (2013, S. 2 u. 229):
 - Kosten für Energie: $0,03 \text{ \$/lb Cu} \cdot 0,07 \text{ \$/kWh} = 0,43 \text{ kWh/lb Cu}$
 $= 0,95 \text{ kWh/kg Cu}$
 - Effizienz: 70 %
 - Erzgehalt: 0,36 % Cu
 - Kosten für Energie pro Tonne Erz: $0,95 \text{ kWh/kg Cu} \cdot 0,36 \% \cdot 70 \%$
 $= 2,4 \text{ kWh/t Erz}$

C.5 Hintergrunddaten

C.5.1 Kumulierter Energieaufwand

Tabelle C.4: Verwendete Faktoren zur Ermittlung des KEA.³⁶

KEA	1930			1970			2010		
	Wert	Quelle	Anmerkung	Wert	Quelle	Anmerkung	Wert	Quelle	Anmerkung
Sprengstoff in MJ-Äq/kg	49,9	Pitt und Wadsworth 1980, S. 31	Max. Wert 1970 als Annäherung	35,5	Chapman 1973, Appendix 1		22,7	Eigene Berechnung basierend auf ecoinvent	5 % Heizöl, 95 % Ammoni- umnitrat
Ammoniumnitrat in MJ-Äq/kg	-			-			59,8	ecoinvent v3.3, market for ammoni- um nitrate, as N (GLO)	
Stahl in MJ-Äq/kg	63,0	Yellishetty et al. 2010	Wert 1950	40,0	Yellishetty et al. 2010		22,0	ecoinvent v3.3, market for steel, unalloyed (GLO)	Nach Yellishet- ty et al. 2010: 18 MJ-Äq/kg
Stahlschrott in MJ-Äq/kg	31,2	Schätzung, basie- rend auf Entwick- lung Stahl		19,8	Pitt und Wadsworth 1980, S. 6		-		
Kupferschrott in MJ-Äq/kg	-			-			0,6	ecoinvent v3.3, market for copper scrap, sorted, pressed (GLO)	
Diesel in MJ-Äq/MJ	-			1,5	ecoinvent v3.3, aktueller diesel, burned in building machine (GLO)	Wert über- nommen	1,5	ecoinvent v3.3, diesel, burned in building machine (GLO)	
Kalk(-stein) in MJ-Äq/kg	-			-			0,04	ecoinvent v3.3, limestone production, crushed, washed (RoW)	

³⁶ Für alle ecoinvent-Datensätze (Wernet et al. 2016) wurde das Systemmodell „cut-off by classification“ und die Wirkungskategorie „cumulative energy demand“ verwendet.

Fortsetzung Tabelle C.4: Verwendete Faktoren zur Ermittlung des KEA.

KEA	1930			1970			2010		
	Material	Wert	Quelle	Anmerkung	Wert	Quelle	Anmerkung	Wert	Quelle
Brannkalk in MJ-Äq/kg	4,8	Chapman 1973, Appen- dix 15	Wert 1970 als Abschätzung	4,8	Chapman 1973, Appen- dix 15		7,1	ecoinvent v3.3, market for quicklime, milled, packed (GLO)	
	19,8	Chapman 1973, Appendix 4	Wert 1970 als Abschätzung	19,8	Chapman 1973, Appen- dix 4		66,3	Eigene Berechnung	23 % Frother (MIBC), 77 % Collector (Xanthate)
Collector Xanthate in MJ-Äq/kg	-			-			54,1	Eigene Berechnung basierend auf Kunene 2014	
Frother MIBC in MJ-Äq/kg	-			-			107,0	Estimol: Wernet et al. 2009	Suchbegriff: 4-Methyl-2- pentanol
Sauerstoff in MJ-Äq/kg	-			-			3,4	Basierend auf ecoinvent v3.3, air separation, cryogenic (RER)	Stromverbrauch angepasst nach Coursol et al. 2010
Flussmittel in MJ-Äq/kg	-			0,4	Bravard und Portal 1971, S. und Zerkleinerung Wadsworth 1980, S. 23		0,6	ecoinvent v3.3, market for silica sand (GLO)	
	3,0	Chapman 1973, Appendix 16	Wert 1970 als Abschätzung	3,0	Chapman 1973, Appen- dix 16		9,0	ecoinvent v3.3, market group for tap water (GLO)	

Fortsetzung Tabelle C.4: Verwendete Faktoren zur Ermittlung des KEA.

KEA	1930			1970			2010		
	Wert	Quelle	Anmerkung	Wert	Quelle	Anmerkung	Wert	Quelle	Anmerkung
Wasser, entsalzt in MJ-Äq/m³	-			-			38,0	Basierend auf Montes Prunés et al. 2015; Brantes Abarca und Cantallops Araya 2018	Annahmen: 20 % entsalztes Meerwasser am Wasserverbrauch für Produktionsanteil Chile (36 %); Transpordistanz 150 km und 3000 Höhenmeter; Elektrizität: ecoinvent v3.5, market for electricity, high voltage (CL)
Schwefelsäure in MJ-Äq/kg	8,7	Kalkulation basierend auf 1970 und 2010	Hauptbeitrag von Schwefel	7,6	Skovronek und EPA 1976, S. 29		6,7	ecoinvent v3.3, market for sulfuric acid (GLO)	
Dampf in MJ-Äq/kg	-			-			2,8	ecoinvent v3.3, market for steam, chemical industry (GLO)	
Erdgas in MJ-Äq/MJ	1,1	Guilford et al. 2011	Annäherung	1,1	Guilford et al. 2011	Annäherung	1,1	ecoinvent v3.3, market group for natural gas, high pressure (GLO)	Angenommener Heizwert: 40 MJ/m³ (nationalgrid 2020)
Heizöl in MJ-Äq/kg	-			-			56,4	ecoinvent v3.3, market for heavy fuel oil (RoW)	
Kohle in MJ-Äq/MJ	1,0	Pelletier et al. 2014		1,0	Pelletier et al. 2014		-		

Fortsetzung Tabelle C.4: Verwendete Faktoren zur Ermittlung des KEA.

KEA	1930			1970			2010		
	Wert	Quelle	Anmerkung	Wert	Quelle	Anmerkung	Wert	Quelle	Anmerkung
Elektrizität Abbau und Aufbereitung in MJ-Äq/kWh	14,4	Siehe Kapitel 6.2.4 und C.5.3		7,0	Siehe Kapitel 6.2.4 und C.5.3		7,7	Siehe Kapitel C.5.3	
Elektrizität Schmelzen und Konvertieren in MJ-Äq/kWh	14,4	Siehe Kapitel 6.2.4 und C.5.3		7,2	Siehe Kapitel 6.2.4 und C.5.3		8,4	Siehe Kapitel C.5.3	
Elektrizität Raffination in MJ-Äq/kWh	14,4	Siehe Kapitel 6.2.4 und C.5.3		8,0	Siehe Kapitel 6.2.4 und C.5.3		8,4	Siehe Kapitel C.5.3	

C.5.2 Treibhausgaspotential³⁷

Tabelle C.5: Verwendete Faktoren zur Ermittlung des GWP.

GWP	1930		1970		2010	
	Wert	Quelle	Anmerkung	Wert	Quelle	Anmerkung
Sprengstoff in kg CO ₂ -Äq/kg	6,4	Abschätzung auf Basis KEA	4,6	Abschätzung auf Basis KEA	2,9	Eigene Berechnung basierend auf ecoinvent v3.3, market for ammonium nitrate, as N
Ammoniumnitrat in kg CO ₂ -Äq/kg	-		-		8,7	ecoinvent v3.3, market for ammonium nitrate, as N (GLO)
Stahl in kg CO ₂ -Äq/kg	4,9	Yellishetty et al. 2010	Wert 1950 3,8	Yellishetty et al. 2010	2,0	ecoinvent v3.3, market for steel, unalloyed (GLO)
Stahlschrott in kg CO ₂ -Äq/kg	1,7	Abschätzung auf Basis KEA und GWP Stahl sowie Stahlschrott	1,3	Abschätzung auf Basis KEA und GWP Stahl sowie Stahlschrott	-	
Kupferschrott in kg CO ₂ -Äq/kg	-		-		0,03	ecoinvent v3.3, market for copper scrap, sorted, pressed (GLO)
Diesel in kg CO ₂ -Äq/MJ	-		0,1	ecoinvent v3.3 diesel, burned in building machine (GLO)	Wert 2010 0,1 angenommen	ecoinvent v3.3 diesel, burned in building machine (GLO)
Kalk(-stein) in kg CO ₂ -Äq/kg	-		-		3×10 ⁻³	ecoinvent v3.3, limestone production, crushed, washed (RoW)

³⁷ Für alle ecoinvent-Datensätze (Wernet et al. 2016) wurde das Systemmodell „cut-off by classification“ und die Wirkungskategorie „ReCiPe Midpoint H“ (Huijbregts et al. 2017) verwendet.

Fortsetzung Tabelle C.5: Verwendete Faktoren zur Ermittlung des GWP.

GWP	1930			1970			2010		
	Wert	Quelle	Anmerkung	Wert	Quelle	Anmerkung	Wert	Quelle	Anmerkung
Brannkalk in kg CO ₂ -Äq/kg	0,8	Abschätzung auf Basis KEA	Wert 1970 angenommen	0,8	Abschätzung auf Basis KEA		1,2	ecoinvent v3.3, market for quicklime, milled, packed (GLO)	
Chemikalien in kg CO ₂ -Äq/kg	0,26	Abschätzung auf Basis KEA	Wert 1970 angenommen	0,26	Abschätzung auf Basis KEA		0,87	Eigene Berechnung	23 % Frother (MIBC), 77 % Collector (Xanthate)
Collector Xanthate in kg CO ₂ -Äq/kg	-			1,6	Eigene Berechnung basierend auf Kunene 2014				
Frother MIBC in kg CO ₂ -Äq/kg	-			3,2	Estimol: Wernet et al. 2009				Suchbegriff: 4- Methyl-2-pentanol
Sauerstoff in kg CO ₂ -Äq/kg	-			0,2	Basierend auf ecoinvent v3.3, air separation, cryogenic (RER)				Stromverbrauch angepasst nach Coursol et al. 2010
Flussmittel in kg CO ₂ -Äq/kg	-			0,03	Abschätzung auf Basis KEA		0,05	ecoinvent v3.3, market for silica sand (GLO)	
Leitungswasser in kg CO ₂ -Äq/kg	1,7×10 ⁻⁴	Abschätzung auf Basis KEA	Wert 1970 angenommen	1,7×10 ⁻⁴	Abschätzung auf Basis KEA		5,7×10 ⁻⁴	ecoinvent v3.3, market group for tap water (GLO)	

Fortsetzung Tabelle C.5: Verwendete Faktoren zur Ermittlung des GWP.

GWP	1930			1970			2010		
	Wert	Quelle	Anmerkung	Wert	Quelle	Anmerkung	Wert	Quelle	Anmerkung
Wasser, entsalzt in kg CO ₂ -Äq/m ³	-			-			2,5	Basierend auf Montes Prunés et al. 2015; Brantes Abarca und Cantalupto Araya 2018	Annahmen: 20 % entsalztes Meerwasser am Wasserverbrauch für Produktionsanteil Chile (36 %); Transportdistanz 150 km und 3000 Höhenmeter; Elektrizität: ecoinvent v3.5, market for electricity, high voltage (CL)
Schwefelsäure in kg CO ₂ -Äq/kg	0,2	Abschätzung auf Basis KEA		0,18	Abschätzung auf Basis KEA		0,16	ecoinvent v 3.3 market for sulfuric acid (GLO)	
Dampf in kg CO ₂ -Äq/kg	-			-			0,2	ecoinvent v3.3, market for steam, chemical industry (GLO)	
Erdgas in kg CO ₂ -Äq/MJ	0,06	IEA/OECD 2009, I.24	Standardemissionsfaktor	0,06	IEA/OECD 2009, I.24	Standardemissionsfaktor	0,06	ecoinvent v3.3, market group for natural gas, high pressure (GLO); IEA/OECD 2009, I.24	Produktion und Verbrennung

Fortsetzung Tabelle C.5: Verwendete Faktoren zur Ermittlung des GWP.

Material	1930		1970		2010	
	Wert	Quelle	Wert	Quelle	Wert	Quelle
Heizöl in kg CO ₂ -Äq/MJ	-		-		0,09	ecoinvent v3.3, market for heavy fuel oil (RoW); IEA/OECD 2009, I.24
Kohle in kg CO ₂ -Äq/MJ	0,1	IEA/OECD 2009, I.24	Standardemissi- onsfaktor 0,1	IEA/OECD 2009, I.24	-	Standardemissi- onsfaktor
Elektrizität Abbau u. Aufbereitung in kg CO ₂ -Äq /kWh	1,2	Siehe Kapitel 6.2.4 und C.5.3	0,5	Siehe Kapitel 6.2.4 und C.5.3	0,5	Siehe Kapitel 6.2.4 und C.5.3
Elektrizität Schmelzen und Konvertieren in kg CO ₂ -Äq /kWh	1,2	Siehe Kapitel 6.2.4 und C.5.3	0,5	Siehe Kapitel 6.2.4 und C.5.3	0,6	Siehe Kapitel 6.2.4 und C.5.3
Elektrizität Raffination in kg CO ₂ -Äq /kWh	1,2	Siehe Kapitel 6.2.4 und C.5.3	0,6	Siehe Kapitel 6.2.4 und C.5.3	0,6	Siehe Kapitel 6.2.4 und C.5.3

C.5.3 Energieerzeugung

Tabelle C.6 enthält die zur Bestimmung des zeitspezifischen Strommixes verwendeten länderspezifischen Anteile an der globalen Produktion basierend auf USGS (var.).

Tabelle C.6: Angenommene Anteile einzelner Länder an der globalen Kupferproduktion für den Strommix. (Datenquelle: USGS var.).

	1930		1970		2010	
Abbau und Aufbereitung	USA	74 %	USA	30 %	Chile	40 %
	Chile	26 %	Chile	13 %	Peru	9 %
			Sambia	13 %	China	9 %
			Kanada	12 %	USA	8 %
			UdSSR	11 %	Indonesien	6 %
			Kongo	7 %	Australien	6 %
			Peru	4 %	Russland	5 %
			Südafrika	3 %	Sambia	5 %
			Australien	3 %	Kanada	4 %
			Philippinen	3 %	Polen	3 %
					Kongo	3 %
Schmelzen und Konvertieren	USA	78 %	USA	27 %	China	23 %
	Chile	22 %	Japan	13 %	Chile	13 %
			Sambia	12 %	Japan	12 %
			Chile	12 %	Indien	5 %
			UdSSR	10 %	USA	5 %
			Kanada	9 %	Russland	5 %
			Kongo	7 %	Nordkorea	5 %
			Peru	3 %	Sambia	4 %
			Südafrika	2 %	Polen	4 %
			Jugoslawien	2 %	Australien	3 %
			China	2 %	Deutschland	3 %
					Kasachstan	3 %
					Kanada	3 %
					Peru	3 %
					Iran	2 %
				Indonesien	2 %	
				Bulgarien	2 %	
				Spanien	2 %	
Raffination			USA	25 %	Chile	23 %
			Japan	13 %	China	21 %
			UdSSR	10 %	Japan	9 %
			Sambia	9 %	USA	7 %
			Kanada	8 %	Russland	5 %
			Chile	8 %	Indien	5 %
			Deutschland, West	7 %	Sambia	4 %
			Belgien	6 %	Südkorea	3 %
			Zaire	4 %	Polen	3 %
			Australien	2 %	Australien	3 %
			Spanien	2 %	Peru	3 %
			China	2 %	Deutschland	2 %
			Polen	2 %	Kasachstan	2 %
			Jugoslawien	2 %	Kanada	2 %
					Indonesien	2 %
				Mexiko	2 %	
				Spanien	2 %	
				Kongo	2 %	

Die länderspezifische Zusammensetzung des Strommixes wurde aus IEA/OECD (2015a) und IEA/OECD (2015b) entnommen. Diese Daten wurden mit den in Tabelle C.7 angegebenen Wirkungsgraden bewertet und somit der Primärenergiebedarf, welcher in dieser Arbeit als Abschätzung für den KEA verwendet wird, ermittelt.

Tabelle C.7: Standardwirkungsgrade nach Energieträger.

Energieträger	Wirkungsgrad	Quelle
Wasserkraft	90 %	VDI 4600 Blatt 1
Kohle	33 %	EIA 2018, Table 8.1
Erdgas 2010	42 %	EIA 2018, Table 8.1, Wert 2010
Erdgas 1970	32 %	Gordian Associates 1975, S. 9 basierend auf NCA 1972, S. 104
Erdöl/Petroleum	31 %	EIA 2018, Table 8.1, Wert 2010
Kernenergie	33 %	EIA 2018, Table 8.1, Wert 2010
Anderer ^{a)}	94 %	VDI 4600 Blatt 1
Fossil 1930	17 %	Schurr et al. 1960, S. 728; Ayres et al. 2002, S. 36

^{a)} Annahme: Erneuerbare Energiequellen

Zur Ermittlung des GWP wurde der Primärenergiebedarf der einzelnen Energieträger mit folgenden Emissionsfaktoren umgerechnet:

Tabelle C.8: Emissionsfaktoren nach Energieträger.

Energie-träger	kg CO ₂ -Äq/kWh Primärenergie	Quelle ^{a)}
Steinkohle	0,35	IEA/OECD 2009, I.24
Erdgas	0,20	IEA/OECD 2009, I.24
Erdöl	0,26	IEA/OECD 2009, I.24
Wasserkraft	0,03	ecoinvent v3.3, electricity production, hydro, reservoir, alpine region (RoW) ecoinvent v3.3, electricity production, hydro, reservoir, non-alpine region (RoW) ecoinvent v3.3, hydro, reservoir, tropical region (RoW) ecoinvent v3.3, electricity production, hydro, run-of-river (RoW) Durchschnitt aller Datensätze, um Wirkungsgrad korrigiert
Kernkraft	0,00	ecoinvent v3.3, electricity production, nuclear, pressure water reactor (RoW); um Wirkungsgrad korrigiert
Anderer	0,02	ecoinvent v3.3, electricity production, photovoltaic, 3kWp slanted-roof installation, multi-Si, panel, mounted (RoW) ecoinvent v3.3, electricity production, photovoltaic, 570kWp open ground installation, multi-Si (RoW) ecoinvent v3.3, electricity production, wind, <1MW turbine, onshore (RoW) ecoinvent v3.3, electricity production, wind, >3MW turbine, onshore (RoW) ecoinvent v3.3, electricity production, wind, 1-3MW turbine, onshore (RoW) Annahme: 5 % Solar und 95 % Wind (WEC 2016, S. 4), jeweils Durchschnitt; um Wirkungsgrad korrigiert

^{a)} Für alle ecoinvent-Datensätze (Wernet et al. 2016) wurde das Systemmodell „cut-off by classification“ und die Wirkungskategorie „ReCiPe Midpoint H“ (Huijbregts et al. 2017) verwendet.

C.6 Validierung des Modells

C.6.1 Sensitivitätsanalysen

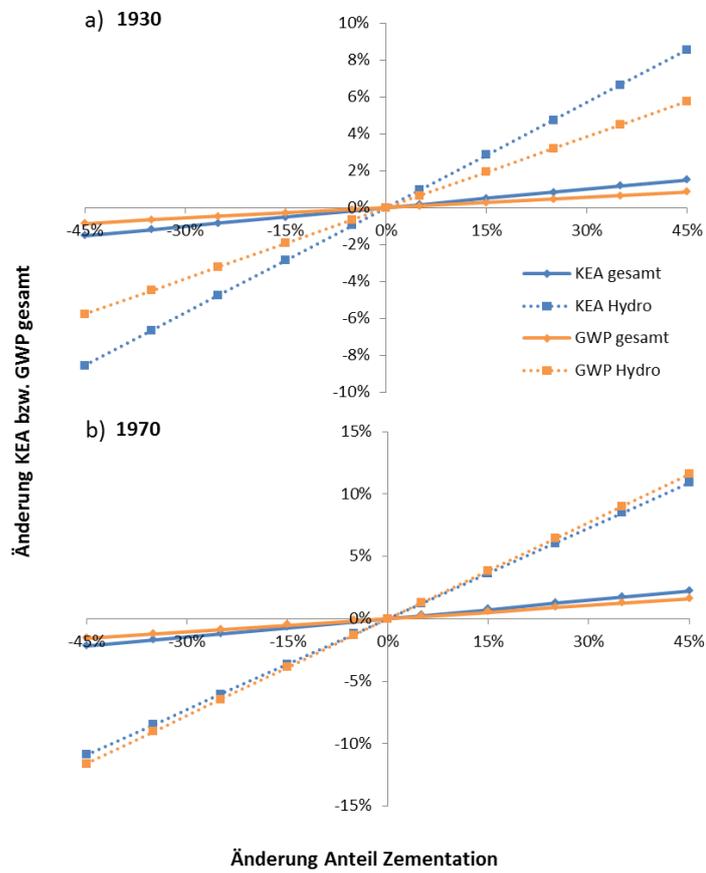


Abbildung C.3: Auswirkungen der Variation des Anteils der hydrometallurgischen Verfahren a) im Jahr 1930 und b) im Jahr 1970 auf das Gesamtergebnis.

C.6.2 Vergleich mit chilenischen Minen

Zur besseren Einordnung der Ergebnisse wurde ein Boxplot (siehe Abbildung C.4) erstellt, der Informationen zur Verteilung der Abweichungen enthält.

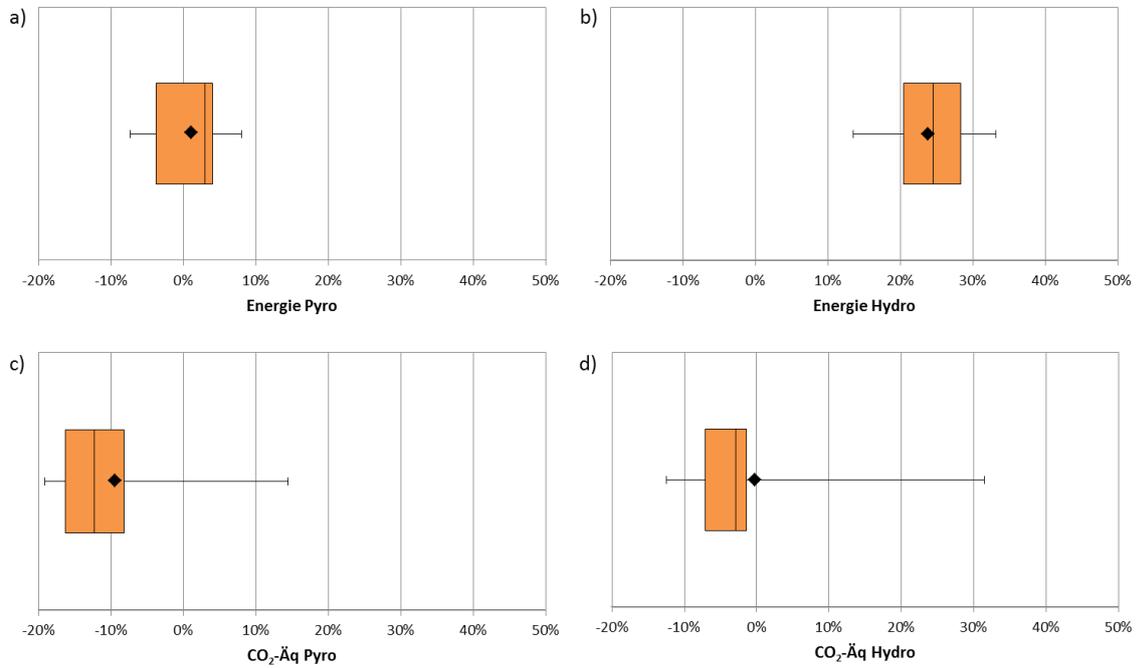


Abbildung C.4: Boxplot zu den Abweichungen des Modells von den chilenischen Daten: Teilabbildungen a) und b) zeigen die Verteilung der Abweichungen der Endenergiebedarfe und c) und d) die der CO₂-Äq. Teilabbildungen a) und c) beziehen sich auf die pyrometallurgische und b) und d) auf die hydrometallurgische Route.

D. Erweiterungen des Modells

D.1 Allokation

Zur Ermittlung der Allokationsfaktoren wurden zeitspezifische Produktionsdaten recherchiert. Detaillierte Angaben sind in den folgenden Unterkapiteln zu finden. Historische Preise für die einzelnen Metalle wurden Kelly und Matos (2014) entnommen. Für Molybdänkonzentrat wurde basierend auf Wellmer et al. (2008, S. 51) ein Konzentratpreis von 4,75 \$/lbs Mo im Konzentrat (anstelle der NSR) angenommen. Für das Jahr 1970 wurde basierend auf diesen Angaben angenommen, dass der Konzentratpreis pro Einheit enthaltenem Molybdän etwa 25 % des Molybdänpreises entspricht.

D.1.1 Produktionszahlen und Modellannahmen USA

Die Produktionszahlen für die USA wurden Leong et al. (1940, S. 224 ff.) sowie den jährlichen Veröffentlichungen des USGS bzw. *Bureau of Mines* entnommen (USGS var.). Teilweise waren nur Informationen zur Gesamtproduktion der Neben- und Beiprodukte wie Gold verfügbar. In solchen Fällen wurde der Anteil der Gesamtproduktion, der als Neben- oder Beiprodukt der Kupferproduktion gewonnen wird, basierend auf weiteren Literaturquellen oder Angaben zu anderen Zeiträumen angenähert.

Tabelle D.1: Produktion USA. Alle Mengenangaben in Tonnen.^{a)}

Zeitraum	Jahr	Mo	Au	Ag	Zn	Pb	Ni	Schwefel- säure	Cu (ohne SX-EW)	Cu (SX-EW)	
1930	1925	Startet erst	k. A.	k. A.	k. A.	k. A.	247	Startet erst	k. A.	-	
	1926	später.	11	482	3.765	5.628	293	später aufgrund	748.745	-	
	1927		11	436	1.217	6.776	780	von Um- weltauf- fla- gen.	719.255	-	
	1928		12	431	1.156	6.464	474		790.497	-	
	1929		13	504	936	5.830	308		869.099	-	
	1930		9	341	1.121	1.787	279		609.105	-	
	1931		6	246	952	232	338		465.989	-	
	1932		3	125	357	391	177		206.598	-	
	1933		3	131	314	98	114		162.271	-	
	1934		4	180	1.019	57	142		201.507	-	
	1935		7	307	1.179	219	145		322.646	-	
	1970	1965	10.530	21	397	40.590	8.213	766	329.018	1.164.959	61.314
		1966	12.330	21	408	46.500	14.879	913	426.130	1.231.680	77.500
		1967	10.634	13	253	51.120	13.679	1.432	316.151	822.237	51.500
		1968	12.720	16	296	46.300	13.671	1.842	438.268	1.038.173	65.000
1969		13.590	22	416	56.640	13.932	2.286	622.125	1.158.617	62.170	
1970		15.150	21	504	63.680	11.372	2.422	678.378	1.304.863	67.262	
1971		17.395	18	413	48.650	11.729	2.341	728.727	1.141.220	73.304	
1972		18.833	18	371	34.440	12.512	2.272	916.814	1.250.618	74.835	
1973		15.780	17	421	26.450	8.174	869	987.309	1.316.562	75.200	
1974		15.240	14	441	20.160	7.534	792	1.158.874	1.224.645	69.423	
1975		14.430	12	382	27.790	7.641	1.010	1.619.093	1.047.136	79.370	

Fortsetzung Tabelle D.1: Produktion USA. Alle Mengenangaben in Tonnen.

Zeitraum	Jahr	Mo	Au	Ag	Zn	Pb	Ni	Schwefel- säure	Cu (ohne SX-EW)	Cu (SX-EW)
2010	2005	32.480	13	185	9.750	-	-	1.897.500	529.000	554.000
	2006	33.488	13	174	5.650	-	-	1.900.800	651.000	530.000
	2007	32.490	12	192	6.050	-	-	2.376.000	648.000	504.000
	2008	31.304	12	188	6.250	-	-	2.161.500	785.000	507.000
	2009	26.768	11	188	4.700	-	-	2.214.300	683.000	476.000
	2010	33.264	12	192	6.000	-	-	2.250.600	659.000	430.000
	2011	35.672	12	168	5.500	-	-	2.240.700	643.000	447.000
	2012	33.824	12	159	5.700	-	-	1.798.500	647.000	471.000
	2013	34.160	14	156	5.300	-	-	1.894.200	692.000	475.000
	2014	38.192	13	177	5.500	-	-	1.798.500	819.000	514.000
	2015	26.544	13	165	6.200	-	-	1.824.900	769.000	589.000

⁴⁰ Daten für die Primärproduktion von Kupfer in den 1930ern stammen aus Leong et al. (1940, S. 224 ff.), Daten für die 1970er und 2010er aus Kelly und Matos (2014) sowie USGS (var.). Die Daten wurden um die Produktion durch SX-EW (USGS var.) bereinigt. Für 1965 bis 1968 wurde basierend auf den anderen Jahren ein Anteil von 5 % für hydrometallurgisch hergestelltes Kupfer angenommen. Ebenfalls waren für 1925 bis 1929 sowie 1935 keine Daten verfügbar. Für die 1930er wurde aufgrund des geringen Anteils insgesamt keine Korrektur vorgenommen. Produktionszahlen für die Nebenprodukte konnten für die Jahre 1926 bis 1935 Leong et al. (1940, S. 224 ff.) entnommen werden. Die Produktionszahlen sowie Nebenproduktanteile für die 1970er und 2010er Jahre stammen aus Kelly und Matos (2014) sowie USGS (var.). Für Molybdän wurde, sofern keine Angaben vorhanden waren, basierend auf den verfügbaren Informationen anderer Jahre angenommen, dass in den 1970er Jahren 30 % und in den 2010er Jahren 56 % als Nebenprodukt der Kupfergewinnung gewonnen wurden. Für die Jahre 2005 bis 2015 wurde für Gold und Silber basierend auf anderen Jahren angenommen, dass 5 % bzw. 15 % aus dem Kupferbergbau stammen, sofern keine Daten verfügbar waren. Für Zink wurde basierend auf den Daten aus den 70er Jahren angenommen, dass der Anteil aus der Kupfergewinnung 5 % beträgt. 1930er: Es wird angenommen, dass alle Angaben sich auf das raffinierte Metall beziehen. 1970 und 2010: Bei Kupfer wurde das im Konzentrat enthaltene Metall verwendet. Bei Molybdän handelt es sich um das im Konzentrat enthaltene Metall; bei Silber um das im Erz enthaltene Metall; bei Blei um das im Erz enthaltene Metall (Annahme, betrifft nur 1970); bei Zink und Nickel handelt es sich um das raffinierte Metall. Bei Gold wurde angenommen, dass es sich um das im Konzentrat enthaltene Metall handelt. Für die Allokation wurden die Mengen bei Bedarf mit den Gewinnungsstraten der Aufbereitung und Metallurgie korrigiert.

Für die Berechnung des KEA sowie des GWP der USA wurden folgende Annahmen getroffen:

Tabelle D.2: Annahmen für die Berechnung des Aufwands der Kupfergewinnung in den USA.

	1930	Quelle	1970	Quelle	2010	Quelle
Erzgehalt Kupfer	1,63 %	USGS var., Jahre 1925–1935, in Ausgabe 1965	0,58 %	USGS var., Jahre 1965-1975	0,42 %	USGS var., Jahre 2005-2015
Anteil OP	50 %	Annäherung, Leong et al. 1940, S. 10	90 %	Annäherung, USGS var., Jahre 1965-1975	90 %	Schätzung basierend auf globalen Werten und 1970
Anteil Pyro	100 %	Siehe Tabelle D.1	94 %	USGS var., siehe Tabelle D.1	58 %	USGS var., siehe Tabelle D.1
Anteile Verfahren Hydro	Für alle Jahre: entsprechend der Annahmen des Modells in Kapitel 6.					
Energiemix	USA, eigene Berechnung, siehe Kapitel 5.2.1.2					

D.1.2 Produktionszahlen Chile

Die Produktionszahlen für Chile wurden alle Cochilco (2016a) entnommen. Ausnahme ist die Produktionsmenge von Schwefelsäure im Jahr 2005, diese stammt aus Cochilco . Aus den Produktionsdaten von 2005 bis 2015 ergeben sich folgende Durchschnittswerte:

Tabelle D.3: Produktion Chile. (*mine production*).

Abgebautes Cu in Mio. t	Cu (ohne SX-EW) in Mio. t	Mo in kt	Au in t	Ag in t	H ₂ SO ₄ in Mio. t
5,5	3,6	41,6	16,8	862,4	5,2

D.2 Aufwand der Bereitstellung von Primärkupfer für Deutschland

Tabelle D.4 gibt die gemachten Annahmen für die Ermittlung des Aufwands für Deutschland wieder. Der vorwiegende Minentyp wurde aus bereits durchgeführten Analysen von Mudd und Jowitt (2018) übernommen oder basiert auf eigenen Recherchen. Dazu wurden repräsentative Minen ausgewählt. Auf Basis dieser Minen wurden auch die Allokationsfaktoren in Tabelle D.5 ermittelt, sofern keine anderen Daten zur Verfügung standen. Für Schwefelsäure wird ein pauschaler Wert für die Produktion von 2 kg Schwefelsäure pro kg Kupfer angenommen und die entsprechenden Aufwände gutgeschrieben. Dies entspricht auch den für Chile recherchierten Werten in Kapitel 7.1.3 (siehe auch Cochilco). Für die Verhüttung des Konzentrats in Deutschland wurde ein fester Wert von 17,4 MJ-Äq/kg Cu bzw. 0,7 kg CO₂-Äq/kg Cu angenommen. Bei Konzentraten, die Nebenprodukte enthalten, wurde eine Allokation vorgenommen. Die Transportdistanzen wurden mit Google Maps (Google 2020) für den Straßen-transport und Sea-Distances (SEA-DISTANCES 2020) für den Schiffsverkehr ermittelt.

Tabelle D.4: Annahmen für die Berechnung des Aufwands der Kupferbereitstellung für Deutschland.

Land	Anteil am Import in %	Minentyp, vorwiegend	Erzgehalt in % Cu	Quelle	Metal- lurgie, vorwie- gend	Transport LKW	Transport Schiff
						Mine - Hafen	Hafen - Hafen
						Distanz in km	Distanz in Seemeilen
Kon- zentrat							
Peru	25	OP	0,9	Minentyp basierend auf Minen Antamina, Toque- pala, Cerro Verde, Cuajo- ne und Tintya. Erzgehalt basierend auf Antamina BHP 2010, S. 84	-	Antamina – Chimbote	Chimbote – Hamburg
						350	6.500
Argentinien	18	OP	0,45	Annäherung basierend auf Alumbraera, 2007-2012 (siehe Tabelle 5.1)	-	Alumbraera – Buenos Aires	Buenos Aires – Hamburg
						1.700	7.000
Chile	17	OP	0,75	Cochilco, Jahr 2010	-	Escondida – Antofagasta	Antofagasta – Hamburg
						200	7.500
Brasilien	14	OP	0,8	Annäherung basierend auf Sossego, 2005-2016 (Vale var.)	-	Sossego – Belem	Belem – Ham- burg
						750	4.500
Indonesien	8	OP	0,85	Freeport-McMoRan Copper & Gold 2011; Mudd und Jowitt 2018	-	Grasberg – Amamapare	Amamapare – Hamburg
						100	11.000
Kanada	6	OP/UG	0,5	Mudd und Jowitt 2018	-	Highland Val- ley – Vancouver	Vancouver – Hamburg
						350	9.500
Australien	6	UG	0,75	Mudd und Jowitt 2018; Britt und Barber 2020	-	Mt Isa – Townsville	Townsville – Hamburg
						950	12.000

Fortsetzung Tabelle D.4: Annahmen für die Berechnung des Aufwands der Kupferbereitstellung für Deutschland.

Land	Anteil am Import in %	Minentyp, vorwiegend	Erzgehalt in % Cu	Quelle	Metallurgie, vorwiegend	Transport LKW	Transport Schiff	Mine - Hafen	Distanz in km	Hafen - Hafen	Distanz in Seemeilen
Raffiniertes Kupfer	31	UG	1,5	Annäherung basierend auf Norilsk Nickel 2014, S. 70	Pyro (100 %)	Norilsk – Dudinka	Dudinka – Hamburg	150	2.000		
Polen	19	UG	1,6	Mudd und Jowitt 2018; KGHM 2020	Pyro (100 %)	Rudna, Lubin, Glogow – Hamburg	-	600	-		
Chile	18	OP	0,75	siehe Konzentrat	Pyro (65 %)	siehe Konzentrat					

Tabelle D.5: Ermittlung der Allokationsfaktoren für nach Deutschland importiertes Kupfer bzw. Kupfererz.

Land	Mine	Produktion Cu in kt ^{a)}	Produktion Nebenprodukte							Allokation Cu in %	Quelle Produkti- on	Anmerkung	
			Mo	Au	Ag	Zn	Pb	Ni	PGM				Kon- zen- trat
Peru	Antamina	779 (> 60 %)	2.405	-	434	401.183	8.876	-	-	83	-	BHP 2010	Jahr 2010
Argen- tinien	Alumbrera	146 (100 %)	-	14	-	-	-	-	-	99	-	Siehe Tabelle 5.1	Mittelwert 2007- 2012
Chile										92	96	Siehe Anhang D.1.2	
Brasilien	Sossego	112 (> 50 %)	-	-	-	-	-	-	-	100	-	Vale var.	Mittelwert 2005- 2016
Indone- sien	Grasberg	540 (> 60 %)	-	56	-	-	-	-	-	58	-	Freeport- McMoRan Copper & Gold 2011, S. 13	Jahr 2010
Kanada	Highland Valley	165 (< 30 %)	2.850	-	-	-	-	-	-	96	-	Siehe Tabelle 5.1	Mittelwert 2004- 2007
Austral- ien	Xstrata Copper North (Ernest Henry, Mt Isa, Townsville)	257 (< 30 %)	-	3	-	-	-	-	-	92	-	Northey 2018	Mittelwert 2005- 2012
Russland	Normickel Russia	366 (> 50 %)	-	-	-	-	-	235.518	105	24	67	Norilsk Nickel 2011, S. 66	Jahr 2010, Polar Division und Kola MMC
Polen	KGHM	701 (> 100 %)	0,8	1.161	-	42.900	-	-	-	97	99	KGHM 2011, S. 110	Jahr 2010, <i>Smel- ter</i> Produktion

^{a)} In Klammern ist der Anteil des Landes an der Gesamtproduktion angegeben.

Literaturverzeichnis

- Achzet, B.; Reller, A.; Zepf, V.; Rennie, C.; Ashfield, M.; Simmons, J.: Materials critical to the energy industry. An introduction. Augsburg: University of Augsburg.
- Ahlness, J. K.; Pojar, M. G. (1983): In situ copper leaching in the United States. Case histories of operations. Avondale, Maryland: U.S. Department of the Interior; Bureau of Mines (Information Circular, 8961).
- Ahrens, L. H. (1954): The lognormal distribution of the elements (A fundamental law of geochemistry and its subsidiary). In: *Geochimica et Cosmochimica Acta* 5 (2), S. 49–73. DOI: 10.1016/0016-7037(54)90040-X.
- Alvear Urrutia, J. (1975): Chile, nuestro cobre. Chuquicamata, El Salvador, Potrerillos, El Teniente, Enami, Mantos Blancos y Andina. Santiago de Chile: Editorial Lastra.
- AMC (2009): Specialist Technical Report. Hg. v. AMC und Oz Minerals. Melbourne. Online verfügbar unter <https://www.ozminerals.com/uploads/agm/AMCSpecialistTechnicalReport30042009-54e3327e-a016-4c48-a588-1813be126628-0.pdf>, zuletzt geprüft am 03.09.2020.
- amegroup (2018): Declining copper ore grades. Online verfügbar unter <http://aus.amegroup.com/Website/FeatureArticleDetail.aspx?faId=437>, zuletzt geprüft am 15.02.2022.
- Angerer, G.; Buchholz, P.; Gutzmer, J.; Hagelüken, C.; Herzig, P.; Littke, R. et al. (2016): Rohstoffe für die Energieversorgung der Zukunft. Geologie – Märkte – Umwelteinflüsse. München: Deutsche Akademie der Technikwissenschaften (Energiesysteme der Zukunft).
- Anglo American (var._a): Annual Reports 2005-2016. Hg. v. Anglo American. London.
- Anglo American (var._b): Copper Business Unit Sustainable Development Reports 2012 und 2014. Hg. v. Anglo American. Santiago de Chile.
- Antofagasta (2017): Annual report and financial statements 2016. Hg. v. Antofagasta. London.
- Arndt, N.; Kesler, S.; Ganino, C. (2015): Metals and society. An introduction to economic geology. 2. Aufl. Cham: Springer.
- Arndt, N. T.; Fontboté, L.; Hedenquist, J. W.; Kesler, S. E.; Thompson, J. F. H.; Wood, D. G. (2017): Future Global Mineral Resources. In: *Geochemical Perspectives* 6 (1), S. 1–171.
- Arrington, L. J.; Hansen, G. B. (1963): The richest hole on earth. A history of the Bingham Copper Mine. Logan: Utah State University Press (Monograph Series).
- Atlas Copco (2004): Viper for the Copper King. In: *Mining and Construction* 3, S. 13–14.
- Atlas Copco (2007): Mining Methods. In Underground Mining. 2. Aufl. Örebro: Atlas Copco Rock Drills.
- Atlas Copco (2012): Blasthole Drilling. In Open Pit Mining. 3. Aufl. Garland, Texas: Atlas Copco Drilling Solutions.
- AusIMM (2012): Cost estimation handbook. 2. Aufl. Carlton, Victoria: Australasian Institute of Mining and Metallurgy (AusIMM) (Monograph / Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 27).

- Ayres, R. U.; Ayres, L. W.; Martínás, K. (1998): Exergy, waste accounting, and life-cycle analysis. In: *Energy* 23 (5), S. 355–363. DOI: 10.1016/S0360-5442(97)00076-5.
- Ayres, R. U.; Ayres, L. W.; Masini, A. (2006): An Application of Exergy Accounting to Five Basic Metal Industries. In: A. von Gleich, R. U. Ayres und S. Gößling-Reisemann (Hg.): *Sustainable Metals Management: Securing our Future - Steps Towards a Closed Loop Economy*. Dordrecht: Springer, S. 141–194.
- Ayres, R. U.; Ayres, L. W.; Warr, B. (2002): Exergy, power and work in the US economy, 1900-1998. Hg. v. Insead. Tontainebleau (Working Paper). Online verfügbar unter https://flora.insead.edu/fichiersti_wp/inseadwp2002/2002-52.pdf, zuletzt geprüft am 15.02.2022.
- Bahlburg, H.; Breitzkreuz, C. (2004): *Grundlagen der Geologie*. 2. Aufl. München: Elsevier.
- Banakar, V. K. (2010): Deep-sea ferromanganese deposits and their resource potential for India. In: *Journal of the Indian Institute for Science* 90 (4), S. 535–541.
- Bardi, U. (2013): The mineral question: how energy and technology will determine the future of mining. In: *Frontiers in Energy Research* 1, S. 9. DOI: 10.3389/fenrg.2013.00009.
- Barnett, H. J.; Morse, C. (1963): *Scarcity and Growth*. Baltimore: Johns Hopkins.
- Bell, G. A. (1930): Leaching practice and costs at the New Cornelia Mines of the Calumet & Arizona Minong Co., Ajo, Ariz. Washington, D.C.: U.S. Department of Commerce, Bureau of Mines (Information Circular, 6303).
- Benavides, P. T.; Qiang, D.; Sullivan, J.; Kelly, J. C.; Dunn, J. B. (2015): Material and Energy Flows Associated with Select Metals in GREET2: Molybdenum, Platinum, Zinc, Nickel, Silicon. Hg. v. Argonne National Laboratory. Argonne, Illinois.
- Berry, J. (2017): Persönlicher Austausch zum Thema Bergbau mit Nadine Rötzer und anderen. Pforzheim, 27.06.2017.
- BGR (2020): *Deutschland. Rohstoffsituation 2019*. Hg. v. Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe (BGR). Hannover.
- BHP (2010): United States Securities and Exchange Commission FORM 20-F. Annual Report Pursuant to Section 13 or 15 (d) of the Securities Exchange Act of 1934. BHP Billiton Limited and BHP Billiton PLC. Hg. v. BHP Group Limited und BHP Group Plc. Melbourne, London.
- BHP (2019a): BHP targets 100 per cent renewable energy at Escondida and Spence operations and elimination of water usage from aquifers in Chile. News Release vom 21. Oktober 2019. Online verfügbar unter <https://www.bhp.com/media-and-insights/news-releases/2019/10/bhp-targets-100-per-cent-renewable-energy-at-escondida-and-spence-operations-and-elimination-of-water-usage-from-aquifers-in-chile/>, zuletzt geprüft am 15.02.2022.
- BHP (2019b): *Sustainability Report 2019*. Hg. v. BHP Group. Melbourne, London.
- Birchard, R. E. (1940): Copper in the Katanga Region of the Belgian Congo. In: *Economic Geography* 16 (4), S. 429–436. DOI: 10.2307/140952.
- Biswas, A. K.; Davenport, W. G. (1976): *Extractive Metallurgy of Copper*. 1. Aufl. Oxford, New York: Pergamon (International series on materials science and technology, v. 20).
- Bluhm, S.; Glehn, F. von; Smit, H. (2003): Important basics of mine ventilation and cooling planning. Paper vorgestellt bei der Annual Conference der Mine Ventilation Society of South Africa: *Managing the Basics*, Februar 2003, CSIR Conference Center, Pretoria.
- Boliden (2016): *Competitive mines and smelters. Annual report 2015*. Hg. v. Boliden. Stockholm.

- Boliden (2019a): A moment of truth for electrification at Aitik. Online verfügbar unter <https://www.boliden.com/news/el-trolley-aitik>, zuletzt geprüft am 15.02.2022.
- Boliden (2019b): Metals for a Sustainable Society. 2018 Annual and Sustainability Report. Hg. v. Boliden. Stockholm.
- Bösch, M. E.; Hellweg, S.; Huijbregts, M.A.J.; Frischknecht, R. (2007): Applying cumulative exergy demand (CExD) indicators to the ecoinvent database. In: *The International Journal of Life Cycle Assessment* 12 (3), S. 181–190. DOI: 10.1065/lca2006.11.282.
- Brammer, N. R. (2013): Use of Exergy as an Indicator of Environmental Impact. Influence of Methodological Choices. Dissertation an der Monash University, Melbourne.
- Brantes Abarca, R.; Cantallop Araya, J. (2018): Forecast for electricity consumption in the copper mining industry, 2018-2029. Hg. v. Chilean Copper Commission (Cochilco).
- Bravard, J. C.; Portal, C. (1971): Energy Expenditures Associated with the Production and Recycle of Metals. Oak Ridge, Tennessee: Oak Ridge National Laboratory.
- Brininstool, M.; Flanagan, D. M. (2017): Copper. In: U.S. Geological Survey (Hg.): 2015 Minerals Yearbook. Reston, Virginia: U.S. Department of the Interior; U.S. Geological Survey, S. 20.1–20.29.
- Britt, A.; Barber, J. (2020): Australian Minerals Resource Assessment 2013. Copper. Geoscience Australia. Online verfügbar unter <https://www.ga.gov.au/data-pubs/data-and-publications-search/publications/australian-minerals-resource-assessment/copper>, zuletzt geprüft am 15.02.2022.
- Bustillo Revuelta, M. (2017): Mineral Resources. From Exploration to Sustainability Assessment. Cham: Springer (Springer Textbooks in Earth Sciences, Geography and Environment).
- Calvo, G.; Mudd, G. M.; Valero, Al.; Valero, An. (2016): Decreasing Ore Grades in Global Metallic Mining. A Theoretical Issue or a Global Reality? In: *Resources* 5 (4), S. 36. DOI: 10.3390/resources5040036.
- Camm, T. W. (1991): Simplified Cost Models for Prefeasibility Mineral Evaluations. Washington, D.C.: U.S. Department of the Interior, Bureau of Mines (Information Circular, 9298).
- Canadian Industry Program for Energy Conservation (CIPEC) (2005): Benchmarking the energy consumption of Canadian underground bulk mines. Ottawa: Natural Resources Canada.
- Canadian Mining Journal (2000): Alumbreira. Feature vom 1 Februar 2000. Online verfügbar unter <https://www.canadianminingjournal.com/features/alumbreira/>, zuletzt geprüft am 02.09.2020.
- Carlowitz, H. C. von; Hamberger, J. (Hsg.) (2013): Sylvicultura oeconomica. Oder haußwirthliche Nachricht und Naturmäßige Anweisung zur Wilden Baum-Zucht. Neuausgabe. München: Oekom.
- Castro, M. B. G.; Remmerswaal, J. A. M.; Brezet, J. C.; Reuter, M. A. (2007): Exergy losses during recycling and the resource efficiency of product systems. In: *Resources, Conservation and Recycling* 52 (2), S. 219–233. DOI: 10.1016/j.resconrec.2007.01.014.
- Caterpillar (2016): Caterpillar Performance Handbook. 46. Aufl. Peoria, Illinois: Caterpillar.
- Cathles, L. M. (2011): What processes at mid-ocean ridges tell us about volcanogenic massive sulfide deposits. In: *Mineralium Deposita* 46 (5-6), S. 639–657. DOI: 10.1007/s00126-010-0292-9.
- Cathles, L. M. (2015): Future Rx: optimism, preparation, acceptance of risk. In: *Geological Society, London, Special Publications* 393 (1), S. 303–324. DOI: 10.1144/SP393.6.

- CDA (2020): A Timeline of Copper Technologies. Hg. v. Copper Development Association (CDA). Online verfügbar unter <https://www.copper.org/education/history/timeline/timeline.html>, zuletzt geprüft am 15.02.2022.
- Chapman, P. F. (1973): The Energy Costs of Producing Copper and Aluminium from Primary Sources. Milton Keynes: Open University, Energy Research Group (ERG 001).
- Chapman, P. F. (1974): The energy costs of producing copper and aluminium from primary sources. In: *Metals and Materials* Februar, S. 107–109.
- Chapman, P. F.; Roberts, F. (1983): Metal Resources and Energy. London: Butterworths (Butterworths monographs in materials).
- Clarke, F. (1889): The relative abundance of the chemical elements. In: *Bulletin of the Philosophical Society of Washington* XI, S. 131–142.
- Clarke, F.; Washington, H. (1924): The composition of the Earth's crust. Washington, D.C.: Department of the Interior, U.S. Geological Survey (Professional Paper, 127).
- Cochilco: Anuario Estadísticas del Cobre y Otros Minerales 1995-2014. Hg. v. Chilean Copper Commission (Cochilco). Santiago de Chile.
- Cochilco (2016a): Anuario Estadísticas del Cobre y Otros Minerales 1996-2015. Hg. v. Chilean Copper Commission (Cochilco). Santiago de Chile.
- Cochilco (2016b): Información estadística sobre el consumo de energía en la minería del cobre al 2015. Hg. v. Chilean Copper Commission (Cochilco). Santiago de Chile. Online verfügbar unter <https://www.cochilco.cl/Paginas/Estadisticas/Bases%20de%20Datos/Energ%C3%ADa-y-GEI.aspx>, zuletzt geprüft am 15.02.2022.
- Cochilco (2017): Anuario Estadísticas del cobre y Otros Minerales 1997-2016. Hg. v. Chilean Copper Commission (Cochilco). Santiago de Chile.
- Cochilco (2018): Anuario Estadísticas del cobre y Otros Minerales 1998-2017. Hg. v. Chilean Copper Commission (Cochilco). Santiago de Chile.
- Cochilco (2019): Anuario Estadísticas del cobre y Otros Minerales 1999-2018. Hg. v. Chilean Copper Commission (Cochilco). Santiago de Chile.
- Codelco (2012): Codelco 2011. Reporte de Sustentabilidad. Hg. v. Corporación Nacional del Cobre de Chile (Codelco Chile). Santiago de Chile.
- Codelco (2016): Annual report 2015. Hg. v. Corporación Nacional del Cobre de Chile (Codelco Chile). Santiago de Chile.
- Codelco (2017): Financial Statements 2016. Hg. v. Corporación Nacional del Cobre de Chile (Codelco Chile). Santiago de Chile.
- Codelco (2020a): División Salvador. Nosotros. Hg. v. Corporación Nacional del Cobre de Chile (Codelco Chile). Online verfügbar unter https://www.codelco.com/division-salvador/prontus_codelco/2016-02-25/165441.html, zuletzt geprüft am 05.05.2020.
- Codelco (2020b): Operaciones. Hg. v. Corporación Nacional del Cobre de Chile (Codelco Chile). Online verfügbar unter https://www.codelco.com/prontus_codelco/site/edic/base/port/operaciones.html, zuletzt geprüft am 05.05.2020.
- Comité Consultivo de Energía 2050 (2015): Hoja de ruta 2050. Hacia una energía sustentable e inclusiva para Chile. Santiago de Chile.

- Committee on Resources and Man (Hg.) (1969): Resources and man. A study and recommendations. National Academy of Sciences, National Research Council. San Francisco: W. H. Freeman.
- Corry, A. W.; Kiessling, O. E. (1938): Mineral technology and output per man studies. Grade of ore. Philadelphia, Pennsylvania (Report No. E-6).
- Couper, J. R. (2003): Process Engineering Economics. New York: Dekker.
- Coursol, P.; Mackey, J. P.; Díaz, C. M. (2010): Energy Consumption in Copper Sulphide Smelting. In: Jens Harre (Hg.): Proceedings of Copper 2010, 6 - 10 June 2010, Hamburg, Germany. Band 2: Pyrometallurgy I. Clausthal-Zellerfeld: GDMB Gesellschaft für Bergbau, S. 649–668.
- Craig, J. R.; Skinner, B. J.; Vaughan, D. J. (2011): Earth Resources and the Environment. 4. Aufl. Boston, München: Prentice Hall.
- Crowson, P. (2003): Mine size and the structure of costs. In: *Resources Policy* 29 (1–2), S. 15–36. DOI: 10.1016/j.resourpol.2004.04.002.
- Crowson, P. (2012): Some observations on copper yields and ore grades. In: *Resources Policy* 37 (1), S. 59–72. DOI: 10.1016/j.resourpol.2011.12.004.
- Curry, J. A.; Ismay, M. J. L.; Jameson, G. J. (2014): Mine operating costs and the potential impacts of energy and grinding. In: *Minerals Engineering* 56, S. 70–80. DOI: 10.1016/j.mineng.2013.10.020.
- David, A. P.; Wright, G. (1997): Increasing returns and the genesis of American resource abundance. In: *Industrial and Corporate Change* 6 (2), S. 203–245. DOI: 10.1093/icc/6.2.203.
- Dewulf, J.; van Langenhove, H.; Muys, B.; Bruers, S.; Bakshi, B. R.; Grubb, Geoffrey F. et al. (2008): Exergy: Its Potential and Limitations in Environmental Science and Technology. In: *Environmental Science & Technology* 42 (7), S. 2221–2232. DOI: 10.1021/es071719a.
- Dicks, F.; Clausen, E. (2017): Ventilation on Demand. In: *Mining Report* 153 (4), S. 334–340.
- DIN EN ISO 14044 (2018): Umweltmanagement - Ökobilanz - Anforderungen und Anleitungen.
- Dinçer, I.; Rosen, M. A. (2012): EXERGY. Energy, Environment and Sustainable Development. 2. Aufl. Oxford: Elsevier Science.
- DOE (2007): Mining Industry Energy Bandwidth Study. Hg. v. U.S. Department of Energy (DOE). Washington, D.C. (Industrial Technologies Programm).
- Domínguez, A.; Valero, Al.; Valero, An. (2013): Exergy accounting applied to metallurgical systems: The case of nickel processing. In: *Energy* 62, S. 37–45. DOI: 10.1016/j.energy.2013.03.089.
- Dorner, U. (2013): Rohstoffrisikobewertung Kupfer. Stand: April 2013. Hg. v. Deutsche Rohstoffagentur (DERA), Bundesanstalt für Geowissenschaften (BGR). Berlin (DERA Rohstoffinformationen, 16).
- Dresher, W. H. (2004): Producing Copper Nature's Way. Bioleaching. Hg. v. Copper Development Association (CDA). Online verfügbar unter https://www.copper.org/publications/newsletters/innovations/2004/05/producing_copper_natures_way_bioleaching.html, zuletzt geprüft am 15.02.2022.
- Dyno (2010): Blasting and Explosives Quick Reference Guide 2010. Hg. v. Dyno Nobel Asia Pacific.
- ECI (2018): Processes. copper mining and production. European Copper Institute (ECI); Copper Alliance. Online verfügbar unter <https://copperalliance.eu/about-copper/copper-and-its-alloys/processes/>, zuletzt geprüft am 04.05.2020. Nun zu finden unter <https://copperalliance.org/sustainable-copper/about-copper/copper-life-cycle/> (15.02.2022).

- ecoinvent (b): Market for electricity, medium voltage, CL, ecoinvent v3.3, Systemmodell „cut-off by classification“.
- ecoinvent (c): Market for electricity, medium voltage, CSG, Allocation, ecoinvent v3.3, Systemmodell „cut-off by classification“.
- ecoinvent (d): Market for electricity, medium voltage, NPCC, US only, ecoinvent v3.3, Systemmodell „cut-off by classification“.
- ecoinvent (e): Market for electricity, medium voltage, WECC, US only, ecoinvent v3.3, Systemmodell „cut-off by classification“.
- Edelstein, D. L. (2012): Copper. In: USGS (Hg.): 2010 Minerals Yearbook. Reston, Virginia: U.S. Geological Survey, 20.1-20.30.
- EIA (2018): Electric Power Annual 2017. Hg. v. U.S. Energy Information Administration (EIA) und U.S. Department of Energy (DOE). Washington, D.C.
- Elshkaki, A.; Graedel, T. E.; Ciacci, L.; Reck, B. K. (2016): Copper demand, supply, and associated energy use to 2050. In: *Global Environmental Change* 39, S. 305–315. DOI: 10.1016/j.gloenvcha.2016.06.006.
- Elshkaki, A.; Graedel, T. E.; Ciacci, L.; Reck, B. K. (2018): Resource Demand Scenarios for the Major Metals. In: *Environmental Science & Technology* 52 (5), S. 2491–2497.
- Emel, J.; Huber, M. T. (2011): The Richest Hole on Earth? Nature, Labor and the Politics of Metabolism at the Bingham Canyon Copper Mine. In: S. D. Brunn (Hg.): *Engineering Earth. The Impacts of Megaengineering Projects*. Dordrecht: Springer, S. 353–366.
- Energy and Mines (2019a): 11 Recent Renewables in Mining Projects. In: *Energy and Mines* 17 (November 2019), S. 2–24. Online verfügbar unter https://issuu.com/energyandmines/docs/e_m_17__2_, zuletzt geprüft am 15.02.2022.
- Energy and Mines (2019b): Mine Electrification. The future is already here. In: *Energy and Mines* 17 (November 2019), S. 38–41. Online verfügbar unter https://issuu.com/energyandmines/docs/e_m_17__2_, zuletzt geprüft am 15.02.2022.
- EPA (1976): Environmental considerations of selected energy conserving manufacturing process options. Volume XIV Primary copper industry. Cincinnati, Ohio: Environmental Protection Agency (EPA).
- Epiroc (2015): Die Transformation eines Giganten. Online verfügbar unter <https://www.epiroc.com/de-de/customer-stories/2015/the-transformation-of-a-giant>, zuletzt geprüft am 15.02.2022.
- Epiroc (2016): Explorac 100 - An expert in grade control on the snow covered plateau. Online verfügbar unter <https://www.epiroc.com/en-au/customer-stories/2016/explorac-100-an-expert-in-grade-control-on-the-snow-covered-plateau>, zuletzt geprüft am 15.02.2022.
- Epiroc (2020): Explorac 100. Online verfügbar unter <https://www.epiroc.com/de-de/products/drill-rigs/exploration-drill-rigs/reverse-circulation-drill-rigs/explorac-100>, zuletzt geprüft am 15.02.2022.
- Ernest Henry (2020): Ernest Henry Mining. History. Hg. v. Glencore. Online verfügbar unter <https://www.ernesthenrymining.com.au/en/about-us/Pages/history.aspx>, zuletzt geprüft am 02.09.2020.
- ESU; IFEU (2008): New Energy Externalities Developments for Sustainability (NEEDS). Deliverable D15.1 "LCA of Background Processes". Project No. 502687. Hg. v. ESU-services, Institut für Energie- und Umweltforschung (IFEU).
- Evans, A. M. (1992): *Erzlagerstättenkunde*. Stuttgart: Ferdinand Enke.

- Evans, A. M. (2012): Ore geology and industrial minerals. An introduction. 3. Aufl. Malden: Blackwell Publ. (Geoscience texts).
- Finn, J. L. (1998): Tracing the Veins. Of Copper, Culture, and Community from Butte to Chuquicamata. Berkeley and Los Angeles, California: University of California Press.
- Finnveden, G.; Arushanyan, Y.; Brandão, M. (2016): Exergy as a Measure of Resource Use in Life Cycle Assessment and Other Sustainability Assessment Tools. In: *Resources* 5 (3), S. 23. DOI: 10.3390/resources5030023.
- Finnveden, G.; Östlund, P. (1997): Exergies of natural resources in life-cycle assessment and other applications. In: *Energy* 22 (9), S. 923–931. DOI: 10.1016/S0360-5442(97)00022-4.
- First Quantum (2020): Our Operations. Pyhäsalmi. Hg. v. First Quantum Minerals. Online verfügbar unter <https://www.first-quantum.com/English/our-operations/default.aspx#module-operation--pyhasalmi>, zuletzt geprüft am 03.09.2020.
- Freeport-McMoRan (2017): Driven by value. 2016 Annual report. Hg. v. Freeport-McMoRan. Phoenix, Arizona. Online verfügbar unter <http://investors.fcx.com/investor-center/financial-information/annual-reports-and-proxy/default.aspx>, zuletzt geprüft am 25.08.2017.
- Freeport-McMoRan Copper & Gold (2011): Connecting the World. 2010 Annual Report. Hg. v. Freeport-McMoRan Copper & Gold. Phoenix, Arizona.
- Fuerstenau, M. C.; Han, K. N. (2003): Principles of Mineral Processing. Littleton, Colorado: Society for Mining, Metallurgy and Exploration.
- Furness, J. W.; Meyer, H. M. (1939): Copper. In: H. H. Hughes (Hg.): Minerals Yearbook 1938. Washington, D.C.: United States Government Printing Office (Minerals Yearbook), S. 81–108.
- Gaines, L. L. (1980): Energy and Materials Flows in the Copper Industry. Argonne, Illinois: Argonne National Laboratory.
- Gassert, F.; Reig, P.; Luo, T. Maddocks, A. (2013): A weighted aggregation of spatially distinct hydrological indicators. Working Paper. Hg. v. World Resources Institute. Washington, D.C.
- Gentina, J.; Acevedo, F. (2016): Copper Bioleaching in Chile. In: *Minerals* 6 (1), S. 23. DOI: 10.3390/min6010023.
- Gerst, M. D. (2008): Revisiting the Cumulative Grade-Tonnage Relationship for Major Copper Ore Types. In: *Economic Geology* 103 (3), S. 615–628.
- Giurco, D. (2005): Towards sustainable metal cycles. The case of copper. Dissertation an der Universität Sydney.
- Glencore (2017): Annual Report 2016. Hg. v. Glencore. Baar.
- Golder Associates (2012): Pre-feasibility Block Cave Mine Design - Mitschell Deposit. Hg. v. Golder Associates. Burnaby, British Columbia.
- Goldschmidt, V. M. (1933): Grundlagen der quantitativen Geochemie. In: *Fortschritte der Mineralogie, Kristallographie und Petrographie* 17, S. 112–156.
- Goldschmidt, V. M. (1954): Geochemistry. Oxford: Clarendon Press.
- Google (2020): Google Maps. Online verfügbar unter <https://www.google.de/maps>, zuletzt geprüft am 15.09.2020.
- Goonan, T. G. (2005): Flows of Selected Materials Associated with World Copper Smelting. Open-File Report 2004-1395. Reston, Virginia: U.S. Geological Survey.

- Gordian Associates (1975): Energy conservation, the data base. The potential for energy conservation in nine selected industries. Washington, D.C.: U.S. Government Printing Office (Conservation Paper, 9).
- Gordon, R. B. (2002): Production residues in copper technological cycles. In: *Resources, Conservation and Recycling* 36 (2), S. 87–106. DOI: 10.1016/S0921-3449(02)00019-8.
- Gordon, R. B.; Bertram, M.; Graedel, T. E. (2006): Metal stocks and sustainability. In: *PNAS* 103 (5), S. 1209–1214. DOI: 10.1073/pnas.0509498103.
- Gordon, R. B.; Bertram, M.; Graedel, T. E. (2007): On the sustainability of metal supplies: A response to Tilton and Lagos. In: *Resources Policy* 32 (1-2), S. 24–28. DOI: 10.1016/j.resourpol.2007.04.002.
- Göbbling, S. (2001): Entropy production as a measure for resource use. Method development and application to metallurgical processes. Dissertation an der Universität Hamburg.
- Greene, K. (1986): The archaeology of the Roman economy. Berkeley, California: University of California Press.
- Grotzinger, J.; Jordan, T. (2017): Press/Siever Allgemeine Geologie. Unter Mitarbeit von V. Schweizer. 7. Aufl. Berlin, Heidelberg: Springer Spektrum.
- Grupo México (2017): Totally Solid. Annual Report 2016. Hg. v. Grupo México. Mexiko-Stadt.
- Guilford, M. C.; Hall, C. A. S.; O'Connor, P.; Cleveland, Cutler J. (2011): A New Long Term Assessment of Energy Return on Investment (EROI) for U.S. Oil and Gas Discovery and Production. In: *Sustainability* 3 (10), S. 1866–1887. DOI: 10.3390/su3101866.
- Halim, A.; Kerai, M. (2013): Ventilation requirement for 'electric' underground hard rock mines. A conceptual study. In: Australian mine ventilation conference (Hg.): Proceedings of the Australian Mine Ventilation Conference, 1-3 July 2013, Adelaide, South Australia. Carlton, Victoria: Australasian Institute of Mining and Metallurgy, S. 215–220.
- Hardcastle, S.; Kocsis, C. K. (2004): The ventilation challenge. In: *CIM Bulletin* May 2004, S. 51–57.
- Harmsen, J. H. M.; Roes, A. L.; Patel, M. K. (2013): The impact of copper scarcity on the efficiency of 2050 global renewable energy scenarios. In: *Energy* 50, S. 62–73. DOI: 10.1016/j.energy.2012.12.006.
- Hearn, R.; Hoye, R. (1989): Copper Dump Leaching and Management Practices that Minimize the Potential for Environmental Releases. Cincinnati, Ohio: U.S. Environmental Protection Agency (EPA).
- Hein, J. R.; Mizell, K.; Koschinsky, A.; Conrad, T. A. (2013): Deep-ocean mineral deposits as a source of critical metals for high- and green-technology applications: Comparison with land-based resources. In: *Ore Geology Reviews* 51, S. 1–14. DOI: 10.1016/j.oregeorev.2012.12.001.
- Hischier, R.; Weidema, B.; Althaus, H.-J.; Bauer, C.; Doka, G.; Dones, R. et al. (2010): Implementation of Life Cycle Impact Assessment Methods. ecoinvent report No. 3, v2.2. Swiss Center for Life Cycle Inventories. Dübendorf.
- Honeyman, P. D. I. (1939): Metallurgy of copper. Reverberatory tonnages reach 1500 per day; Waste-heat boiler installations improved. In: *Mining and Metallurgy* January 1939, S. 19–20.
- Hubbert, M. K. (1956): Nuclear energy and the fossil fuels. Hg. v. Shell Development Company. Houston, Texas (Publication No. 95).
- Hubbert, M. K. (1962): Energy resources. Washington, D.C.: National Academy of Sciences, National Research Council.

- Hubbert, M. K. (1982): Techniques of prediction as applied to the production of oil and gas. Washington, D.C.: National Bureau of Standards (NBS) (NBS special publication, 631).
- Huijbregts, M.; Steinmann, Z. J. N.; Elshout, P. M. F.; Stam, G.; Verones, F.; Vierira, M. D. M. et al. (2017): ReCiPe 2010 v1.1. A harmonized life cycle impact assessment method at midpoint and endpoint level. Report I: Characterization. Hg. v. National Institute for Public Health and the Environment. Bilthoven.
- Huijbregts, M. A. J.; Hellweg, S.; Frischknecht, R.; Hendriks, H. W. M.; Hungerbühler, K.; Hendriks, A. J. (2010): Cumulative Energy Demand As Predictor for the Environmental Burden of Commodity Production. In: *Environmental Science & Technology* 44 (6), S. 2189–2196. DOI: 10.1021/es902870s.
- Huijbregts, M. A. J.; Rombouts, L. J. A.; Hellweg, Stefanie; Frischknecht, R.; Hendriks, A. J.; van de Meent, D. et al. (2006): Is Cumulative Fossil Energy Demand a Useful Indicator for the Environmental Performance of Products? In: *Environmental Science & Technology* 40 (3), S. 641–648.
- Hustrulid, W. A.; Kuchta, M.; Martin, R. K. (2013): Open Pit Mine Planning and Design. 3. Aufl. Hoboken: CRC Press.
- ICA (2017): Copper Cathode Life Cycle Assessment. Hg. v. International Copper Association (ICA). thinkstep. Washington, D.C.
- ICSG (2018): The World Copper Factbook 2018. Hg. v. International Copper Study Group (ICSG). Lissabon.
- ICSG (2019): The World Copper Factbook 2019. Hg. v. International Copper Study Group (ICSG). Lissabon.
- ICSG (2020): Copper Bulletin. Monthly publication Vol. 27 No. 6. Hg. v. International Copper Study Group (ICSG). Lissabon.
- IEA (2016): World Energy Outlook 2016. Hg. v. International Energy Agency (IEA). Paris.
- IEA (2019): Renewables 2019. Hg. v. International Energy Agency (IEA). Paris.
- IEA (2020a): CO₂ Emissions from Fuel Combustion. Overview. Hg. v. International Energy Agency (IEA). Paris.
- IEA (2020b): Global Energy Review 2020. Hg. v. International Energy Agency (IEA). Paris.
- IEA/OECD (2009): CO₂ emissions from fuel combustion. Emissions de CO₂ dues à la combustion d'énergie. 2009 edition. Paris: OECD Publishing (IEA statistics).
- IEA/OECD (2015a): Energy balances of non-OECD countries. 2015 edition. Paris: OECD Publishing (IEA statistics).
- IEA/OECD (2015b): Energy balances of OECD countries 2015. 2015 edition. Paris: OECD Publishing (IEA statistics).
- ifu Hamburg GmbH (2016): Umberto. NXT Universal. Version 7.1.13.
- Jackson, C. F.; Hedges, J. H. (1939): Metal-Mining Practice. Bureau of Mines Bull. 419. Washington, D.C.: U. S. Bureau of Mines (Bureau of Mines Bull.).
- Jaireth, S.; Porritt, K.; Hoatson, D. M. (2010): Australian copper resources. Sheet 2: Deposit types. 1:10 000 000 scale map. Geoscience Australia. Canberra. Online verfügbar unter https://d28rz98at9flks.cloudfront.net/70176/70176_cu_types_10m_2010feb.pdf, zuletzt geprüft am 15.02.2022.

- Jeswiet, J.; Archibald, J.; Thorley, U.; Souza, E. de (2015): Energy Use in Premanufacture (Mining). In: *Procedia CIRP* 29, S. 816–821.
- Johnson, K. M.; Hammastrom, J. M.; Zientek, M. L.; Dicken, C. L. (2014): Estimate of Undiscovered Copper Resources of the World, 2013. Hg. v. U.S. Department of the Interior und U.S. Geological Survey. Reston, Virginia (Fact Sheet, 2014-3004).
- Julihn, C. E.; Meyer, H. M. (1933): Copper. In: O. E. Kiessling (Hg.): *Minerals Yearbook 1932-1933*. Washington, D.C.: United States Government Printing Office (Minerals Yearbook), S. 27–52.
- Kaufmann, T. D. (1990): Climax molybdenum mine. In: *Resources Policy* December 1990, S. 256–260.
- Kellogg, H. H. (1978): Toward a Materials-Conservation Ethic. In: *Metallurgical Transactions A* 9A (1978), S. 491–500.
- Kellogg, H. H.; Henderson, J. M. (1976): Energy Use in Sulfide Smelting of Copper. In: J. C. Yannopoulos und J. C. Argawal (Hg.): *Extractive Metallurgy of Copper*. 1. Aufl. New York: TMS-AIME, S. 373–415.
- Kelly, T. D.; Matos, G. R. (Hg.) (2014): Historical statistics for mineral and material commodities in the United States: U.S. Geological Survey (Geological Survey Data Series 140). Online verfügbar unter <https://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/historical-statistics/>, zuletzt geprüft am 15.02.2022.
- Kennedy, B. A. (1990): *Surface mining*. 2. Aufl. Littleton, Colorado: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- Kesler, S. E.; Wilkinson, B. H. (2008): Earth's copper resources estimated from tectonic diffusion of porphyry copper deposits. In: *Geology* 36 (3), S. 255. DOI: 10.1130/G24317A.1.
- KGHM (2011): Annual Report R 2010. Hg. v. KGHM Polska Miedź. Lubin.
- KGHM (2020): Our Business. Mining and Enrichment - Lubin, Rudna, Polkowice-Sieroszowice. Hg. v. KGHM Polska Miedź. Online verfügbar unter <https://kg hm.com/en/our-business/mining-and-enrichment>, zuletzt geprüft am 15.02.2022.
- Kleijn, R.; van der Voet, E.; Kramer, G. J.; van Oers, L.; van der Giesen, C. (2011): Metal requirements of low-carbon power generation. In: *Energy* 36 (9), S. 5640–5648. DOI: 10.1016/j.energy.2011.07.003.
- Klöpffer, W.; Wagner, B. O. (2007): *Atmospheric degradation of organic substances. Data for persistence and long-range transport potential*. Weinheim: Wiley-VCH.
- Kocsis, C. K.; Hardcastle, S. (2003): Ventilation system operating cost comparison between a conventional and an automated underground metal mine. In: *Technical Papers* 55, S. 57–64.
- Kopfmüller, J.; Luks, F.; Siebenhüner, B. (2007): 20 Jahre Brundtland-Bericht. In: *Ökologisches Wirtschaften* 1, S. 14–15.
- Koppelaar, R. H. E. M.; Koppelaar, H. (2016): The Ore Grade and Depth Influence on Copper Energy Inputs. In: *BioPhysical Economics and Resource Quality* 1 (2), S. 11.
- Kosmol, J.; Kanthak, J. (2012): *Glossar zum Ressourcenschutz*. Hg. v. Umweltbundesamt. Dessau-Roßlau.
- Kunene, M. C. (2014): *Life Cycle Assessment of the Production of Xanthate Salts and of their Application for ARD Mitigation*. Dissertation an der Universität Kapstadt.
- La Vergne, J. de (2008): *Hard Rock Miner's Handbook*. 5. Aufl. Edmonton: Stantec Consulting.

- Lagos, G.; Peters, D.; Videla, A.; Jara, J. J. (2018): The effect of mine aging on the evolution of environmental footprint indicators in the Chilean copper mining industry 2001–2015. In: *Journal of Cleaner Production* 174, S. 389–400. DOI: 10.1016/j.jclepro.2017.10.290.
- Lasky, S. G. (1950): How tonnage and grade relations help predict ore reserves. In: *Engineering and Mining Journal* 151 (4), S. 81–85.
- Leong, Y. S.; Erdreich, E.; Burrit, J. C.; Kiessling, O. E.; Nighman, C. E.; Heikes, G. C. (1940): Technology, employment and output per man in copper mining. Philadelphia, Pennsylvania: Work Projects Administration, National Research Project; Dept. of the Interior, Bureau of Mines (Mineral technology and output per man studies, E-12).
- Lindgren, W. (1913): Mineral deposits. New York: McGraw-Hill.
- Lusty, P. A. J.; Murton, B. J. (2018): Deep-Ocean Mineral Deposits: Metal Resources and Windows into Earth Processes. In: *Elements* 14 (5), S. 301–306. DOI: 10.2138/gselements.14.5.301.
- M3 (2013): Florence Copper Project. NI 43-101 Technical Report Pre-Feasibility Study. Prepared For HDICURIS. Hg. v. M3 Engineering & Technology Corporation. Tucson, Arizona.
- Maennling, N.; Toledano, P. (2018): The renewable power of the mine. Accelerating renewable energy integration. Report. Hg. v. Columbia Center on Sustainable Investment (CCSI). New York.
- Malthus, T. R. (1977): Das Bevölkerungsgesetz. München: Deutscher Taschenbuch-Verlag.
- Marscheider-Weidemann, F.; Langkau, S.; Hummen, T.; Erdmann, L.; Tercero Espinoza, L. A.; Angerer, G. et al. (2016): Rohstoffe für Zukunftstechnologien 2016. Berlin: Deutsche Rohstoffagentur (DERA) in der Bundesanstalt für Geowissenschaften und Rohstoffe (DERA Rohstoffinformationen, 28).
- Marsden, J. O. (2008): Energy efficiency and copper hydrometallurgy. In: C. A. Young, P. R. Taylor, C. G. Anderson und Y. Choi (Hg.): *Hydrometallurgy 2008. Proceedings of the Sixth International Symposium*. Littleton, Colorado: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, S. 29–40.
- Martin, H. C. (1931): The Arthur and Magna Concentrators of the Utah Copper Co. Washington, D.C.: U.S. Department of Commerce, Bureau of Mines.
- McDaniel, L. (1949): The Morenci Smelter of Phelps Dodge Corporation at Morenci, Arizons. In: *Metals Transactions* January 1949.
- McMahon, A. D. (1964): Copper. A Materials Survey. Washington, D.C.: Department of the Interior; Bureau of Mines (Information Circular, 8225).
- McPherson, M. J. (1988): An analysis of the resistance and airflow characteristics of mine shafts. Paper vorgestellt beim 4. International Mine Ventilation Congress, July 1988, Brisbane.
- Meadows, D. H.; Meadows, D. L.; Randers, J.; Behrens III, W. W. (1972): The limits to growth. A report for the Club of Rome's project on the predicament of mankind. 2. Aufl. New York: Universe Books.
- Meinert, L.; Robinson, G.; Nassar, N. T. (2016): Mineral Resources: Reserves, Peak Production and the Future. In: *Resources* 5 (1), S. 14. DOI: 10.3390/resources5010014.
- Meza, J. H.; Eyzaguirre, A. G.; Araya, J. C. (2017): Projection of Electrical Energy Consumption in Copper Mining for 2017-2028. Hg. v. Chilean Copper Commission (Cochilco). Santiago de Chile.
- Mikesell, R. (1979, 2011): The World Copper Industry. Structure and Economic Analysis. New York: Earthscan (Resources for the Future Library Collection, Natural Resource Management, 6).
- MIM (1999): Environmental Report. Hg. v. M.I.M. Holdings. Brisbane.

- Mining Technology (2020): Ernest Henry. Hg. v. Verdict Media. Online verfügbar unter <https://www.mining-technology.com/projects/ernest/>, zuletzt geprüft am 01.09.2020.
- Ministerio de Energia (2015): Energy 2050. Chile's Energy Policy. Hg. v. Ministerio de Energia. Santiago de Chile.
- Mistry, M.; Gediga, J.; Boonzaier, S. (2016): Life cycle assessment of nickel products. In: *The International Journal of Life Cycle Assessment* 21 (11), S. 1559–1572. DOI: 10.1007/s11367-016-1085-x.
- Mohammadi, A.; Ahmadi, M. H.; Bidi, M.; Joda, F.; Valero, An.; Uson, S. (2017): Exergy analysis of a Combined Cooling, Heating and Power system integrated with wind turbine and compressed air energy storage system. In: *Energy Conversion and Management* 131, S. 69–78. DOI: 10.1016/j.enconman.2016.11.003.
- Montes, C.; Cantallop Araya, J. (2018): Forecast for water consumption in the copper mining industry, 2018-2029. Hg. v. Chilean Copper Commission (Cochilco). Santiago de Chile.
- Montes Prunés, C.; Castillo Dintrans, E.; Cantallop Araya, J. (2015): Hydrological Consumption in Copper Mining for 2014. Hg. v. Chilean Copper Commission (Cochilco). Santiago de Chile.
- Morris, D. R. (1991): Exergy analysis and cumulative exergy consumption of complex chemical processes: The industrial chlor-alkali processes. In: *Chemical Engineering Science* 46 (2), S. 459–465. DOI: 10.1016/0009-2509(91)80007-L.
- Mudd, G. M. (2007a): An analysis of historic production trends in Australian base metal mining. In: *Ore Geology Reviews* 32 (1-2), S. 227–261. DOI: 10.1016/j.oregeorev.2006.05.005.
- Mudd, G. M. (2007b): Global trends in gold mining: Towards quantifying environmental and resource sustainability. In: *Resources Policy* 32 (1–2), S. 42–56. DOI: 10.1016/j.resourpol.2007.05.002.
- Mudd, G. M. (2009a): Nickel Sulfide Versus Laterite. The Hard Sustainability Challenge Remains. In: J. Liu, J. Peacey, M. Barati, S. Kashani-Nejad und B. Davis (Hg.): *International Symposium on Pyrometallurgy of Nickel and Cobalt 2009*. 48th CIM Annual Conference of Metallurgists. Sudbury: Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum.
- Mudd, G. M. (2009b): The sustainability of mining in Australia: Key production trends and environmental implications. Research Report No RP5. Hg. v. Department of Civil Engineering, Monash University and Mineral Policy Insitute. Melbourne.
- Mudd, G. M.; Jowitt, S. M. (2018): Growing Global Copper Resources, Reserves and Production: Discovery Is Not the Only Control on Supply. In: *Economic Geology* 113 (6), S. 1235–1267. DOI: 10.5382/econgeo.2018.4590.
- Mudd, G. M.; Weng, Z.; Jowitt, S. M. (2013): A Detailed Assessment of Global Cu Resource Trends and Endowments. In: *Economic Geology* 108 (5), S. 1163–1183. DOI: 10.2113/econgeo.108.5.1163.
- Nassar, N. T.; Graedel, T. E.; Harper, E. M. (2015): By-product metals are technologically essential but have problematic supply. In: *Science advances* 1 (3), e1400180. DOI: 10.1126/sciadv.1400180.
- nationalgrid (2020): Data and operations. Calorific value (CV). Online verfügbar unter <https://www.nationalgridgas.com/data-and-operations/calorific-value-cv>, zuletzt geprüft am 15.05.2020.
- Neukirchen, F.; Ries, G. (2014): *Die Welt der Rohstoffe. Lagerstätten, Förderung und wirtschaftliche Aspekte*. Berlin, Heidelberg: Springer Spektrum.
- Nevsun Resources Ltd (2018): NI 43-101 Technical Report – Timok Copper-Gold Project, Serbia: Upper Zone Prefeasibility Study and Resource Estimate for the Lower Zone. Hg. v. HATCH.

- Newcrest (2017): 2016 Annual Report. Hg. v. Newcrest Mining. Melbourne.
- Newton, J.; Wilson, C. L. (1942): *Metallurgy of Copper*. New York: John Wiley and Sons.
- Norgate, T. E.; Haque, N. (2010): Energy and greenhouse gas impacts of mining and mineral processing operations. In: *Journal of Cleaner Production* 18 (3), S. 266–274. DOI: 10.1016/j.jclepro.2009.09.020.
- Norgate, T. E.; Jahanshahi, S. (2010): Low grade ores – Smelt, leach or concentrate? In: *Minerals Engineering* 23 (2), S. 65–73. DOI: 10.1016/j.mineng.2009.10.002.
- Norgate, T. E.; Jahanshahi, S.; Rankin, W. J. (2007): Assessing the environmental impact of metal production processes. In: *Journal of Cleaner Production* 15 (8–9), S. 838–848. DOI: 10.1016/j.jclepro.2006.06.018.
- Norgate, T. E.; Rankin, W. J. (2000): Life cycle assessment of copper and nickel production. In: *Mineprex 2000* (Hg.): Mineprex 2000, 11–13 Sept., Melbourne, Victoria. Carlton, Victoria: Australasian Institute of Mining and Metallurgy, S. 133–138.
- Norilsk Nickel (2011): *Metals in Our Lives. Annual Review of MMC Norilsk Nickel for 2010*. Hg. v. Norilsk Nickel. Moskau.
- Norilsk Nickel (2014): *Rethinking our strategic priorities. Annual Report 2013*. Hg. v. Norilsk Nickel. Moskau.
- Northey, S. A. (2018): *Daten zum Energieverbrauch von Kupferminen, März 2018*. Email an N. Rötzer.
- Northey, S. A.; Haque, N.; Mudd, G. M. (2013): Using sustainability reporting to assess the environmental footprint of copper mining. In: *Journal of Cleaner Production* 40, S. 118–128. DOI: 10.1016/j.jclepro.2012.09.027.
- Northey, S. A.; Mohr, S.; Mudd, G. M.; Weng, Z.; Giurco, D. (2014): Modelling future copper ore grade decline based on a detailed assessment of copper resources and mining. In: *Resources, Conservation and Recycling* 83, S. 190–201. DOI: 10.1016/j.resconrec.2013.10.005.
- Northey, S. A.; Mudd, G. M.; Werner, T. T. (2017): Unresolved Complexity in Assessments of Mineral Resource Depletion and Availability. In: *Natural Resources Research* 543 (4), S. 367.
- nyrstar (2009): *Introduction to Zinc and Lead Smelting Business*. Unbekannter Ort, 25.11.2009. Online verfügbar unter <https://www.nyrstar.com/~/-/media/Files/N/Nyrstar/results-reports-and-presentations/english/2009/zincleadsmelting.pdf>, zuletzt geprüft am 10.07.2020.
- OECD/IEA (2005): *Energy Statistics Manual*. Hg. v. International Energy Agency (IEA). Organisation for Economic Co-operation and Development (OECD); eurostat. Paris.
- Ok Tedi (var.): *Annual Reports 2006-2012*. Hg. v. Ok Tedi Mining. Papua New Guinea.
- Oz (var.): *Annual Reports 2009-2014*. Hg. v. Oz Minerals. Melbourne.
- Page, B. (1991): *Diskrete Simulation. Eine Einführung mit Modula-2*. Berlin, Heidelberg: Springer (Springer-Lehrbuch).
- Pelletier, N.; Ibarburu, M.; Xin, H. (2014): Comparison of the environmental footprint of the egg industry in the United States in 1960 and 2010. In: *Poultry science* 93 (2), S. 241–255. DOI: 10.3382/ps.2013-03390.
- Petrasccheck, W.; Petrascheck, W. E. (1950): *Lagerstättenlehre. Ein kurzes Lehrbuch von den Bodenschätzen in der Erde*. Vienna: Springer.

- Pitt, C. H.; Wadsworth, M. E. (1980): An Assessment of Energy Requirements in Proven and New Copper Processes. Idaho Falls, Idaho: U.S. Department of Energy (DOE).
- Pohl, W. (2005): Mineralische und Energie-Rohstoffe. Eine Einführung zur Entstehung und nachhaltigen Nutzung von Lagerstätten. 5. Aufl. Stuttgart: Schweizerbart (W. und W. E. Petrascheck's Lagerstättenlehre).
- Prior, T.; Giurco, D.; Mudd, G. M.; Mason, L.; Behrisch, J. (2012): Resource depletion, peak minerals and the implications for sustainable resource management. In: *Global Environmental Change* 22 (3), S. 577–587. DOI: 10.1016/j.gloenvcha.2011.08.009.
- Purr, K.; Günther, J.; Lehmann, H.; Nuss, P. (2019): Wege in eine ressourcenschonende Treibhausgasneutralität. RESCUE - Studie. Dessau-Roßlau: Umweltbundesamt (Climate Change, 36/2019).
- pwc (2012): Financial reporting in the mining industry. International Financial Reporting Standards. 6. Aufl. Hg. v. PricewaterhouseCoopers (pwc).
- Rankin, W. J. (2011): Minerals, Metals and Sustainability. Meeting Future Material Needs. 1. Aufl. Collingwood, Leiden: CSIRO Publishing; CRC Press.
- Reuter, M. A. (1998): The simulation of industrial ecosystems. In: *Minerals Engineering* 11 (10), S. 891–918.
- Rio Tinto (var.): Annual Reports 2007-2010. Hg. v. Rio Tinto. London.
- Ritthoff, M.; Rohn, H.; Liedtke, C. (2002): Calculating MIPS. Resource productivity of products and services. Hg. v. Wuppertal Institut for Climate, Environment and Energy. Wuppertal.
- Rosen, M. A.; Dinçer, İ.; Kanoglu, M. (2008): Role of exergy in increasing efficiency and sustainability and reducing environmental impact. In: *Energy Policy* 36 (1), S. 128–137. DOI: 10.1016/j.enpol.2007.09.006.
- Rosenkranz, R. R. (1976): Energy Consumption in Domestic Primary Copper Production. Washington, D.C.: U.S. Department of the Interior; Bureau of Mines (Information Circular, 8698).
- Rötzer, N.; Schmidt, M. (2018): Decreasing Metal Ore Grades—Is the Fear of Resource Depletion Justified? In: *Resources* 7 (4), S. 88.
- Rötzer, N.; Schmidt, M. (2020): Historical, Current, and Future Energy Demand from Global Copper Production and Its Impact on Climate Change. In: *Resources* 9 (4), S. 44. DOI: 10.3390/resources9040044.
- Rötzer, Nadine (2021): Energetischer Aufwand der Bereitstellung von Primärkupfer für Deutschland. In: *Sustainability Management Forum / NachhaltigkeitsManagementForum* 29, S. 77–91. DOI: 10.1007/s00550-021-00518-4.
- Rudnick, R. L. (1995): Nature and composition of the continental crust. A lower crustal perspective. In: *Reviews of Geophysics* 33 (3), S. 267–309.
- Rudnick, R. L.; Gao, S. (2005): Composition of the Continental Crust. In: R. L. Rudnick (Hg.): The crust. 1. Aufl. Amsterdam, Boston: Elsevier (Treatise on geochemistry, 3), S. 1–64.
- Rudnick, R. L.; Gao, S. (2014): Composition of the Continental Crust. In: Holland, H. D., Turekian, K. (Hg.): Treatise on geochemistry. 2. Aufl. Oxford: Elsevier, S. 1–51.
- Saidur, R.; BoroumandJazi, G.; Mekhlif, S.; Jameel, M. (2012): Exergy analysis of solar energy applications. In: *Renewable and Sustainable Energy Reviews* 16 (1), S. 350–356. DOI: 10.1016/j.rser.2011.07.162.

- Salama, A.; Greberg, B.; Skawina, B.; Gustafson, A. (2015): Analyzing energy consumption and gas emissions of loading equipment in underground mining. In: *CIM Journal* 6 (4), S. 179–188.
- Santero, N.; Hendry, J. (2016): Harmonization of LCA methodologies for the metal and mining industry. In: *The International Journal of Life Cycle Assessment* 21 (11), S. 1543–1553. DOI: 10.1007/s11367-015-1022-4.
- Schäfer, P.; Schmidt, M. (2020): Discrete-point analysis of the energy demand of primary versus secondary metal production. In: *Environmental Science & Technology* 54 (1), S. 507–516.
- Schlesinger, M. E.; King, M. J.; Sole, K. C.; Davenport, W. G. (2011): *Extractive Metallurgy of Copper*. Amsterdam: Elsevier.
- Schlitt, W. J.; Richards, K. J. (1974): Chemical aspects of copper cementation. In: Aplan F.F., McKinney W.A. und A. D. Pernicelle (Hg.): *Solution Mining Symposium 1974*. New York: AIME.
- Schmidt, M.; Schäfer, P.; Rötzer, N. (2020): Primär- und Sekundärmetalle und ihre Klimarelevanz. In: O. Holm, E. Thomé-Kozmiensky, D. Goldmann und B. Friedrich (Hg.): *Recycling und Sekundärrohstoffe*. Berlin: TK Verlag (13), S. 156–170.
- Schmidt-Bleek, F. (1994): *Wieviel Umwelt braucht der Mensch? MIPS – Das Mass für ökologisches Wirtschaften*. Berlin: Birkhauser.
- Schodde, R. (2006): What do we mean by a world-class-deposit? And why are they special? Presentation. AMEC Conference. AMEC Conference. Perth, 2006. Online verfügbar unter <https://www.bhp.com/-/media/bhp/documents/investors/reports/2006/ameconference.pdf>, zuletzt geprüft am 15.02.2022.
- Schodde, R. (2010): The key drivers behind resource growth. An analysis of the copper industry over the last 100 years. Presentation. MEMS Conference Mineral and Metal Markets over the Long Turn. MEMS Conference Mineral and Metal Markets over the Long Turn. Phoenix, 03.03.2010. Online verfügbar unter <https://www.slideshare.net/RichardSchodde/growth-factors-for-copper-schodde-sme-mems-march-2010-final>, zuletzt geprüft am 19.03.2021.
- Schodde, R. (2012): Recent trends in copper exploration. are we finding enough? Presentation. 34th International Geological Congress. Brisbane, 05.08.2012. Online verfügbar unter <http://minexconsulting.com/wp-content/uploads/2019/04/IGC-Presentation-Aug-2012-PUBLIC.pdf>, zuletzt geprüft am 09.07.2020.
- Schodde, R. (2014): Uncovering exploration trends and the future. Where's exploration going? Presentation. International Mining and Resources (IMARC) Conference, 22. September 2014. Melbourne, 2014. Online verfügbar unter <http://minexconsulting.com/wp-content/uploads/2019/04/IMARC-Presentation-by-Richard-Schodde-Sept-2014-FINAL.pdf>, zuletzt geprüft am 19.05.2020.
- Schroeder, H. J.; Cole, J. W. (1970): Copper. In: U.S. Bureau of Mines (Hg.): *Minerals Yearbook. Metals, Minerals, and Fuels 1970*. Washington, D.C.: U.S. Bureau of Mines, S. 467–500.
- Schurr, S. H.; Netschert, B. C.; Eliasberg, V. F.; Lerner, J.; Landsberg, H. H. (1960): *Energy in the American economy, 1850 - 1975. An economic study of its history and prospects*. Baltimore: Hopkins Press.
- SEA-DISTANCES (2020): Sea distances - online tool for calculation distances between sea ports. Online verfügbar unter <https://sea-distances.org/>, zuletzt geprüft am 15.09.2020.
- Sika (2015): *Sika at Work. Golden Grove Mine, Western Australia*. Hg. v. Sika Services. Zürich.
- Sillitoe, R. H. (2003): Iron oxide-copper-gold deposits: an Andean view. In: *Mineralium Deposita* 38 (7), S. 787–812. DOI: 10.1007/s00126-003-0379-7.

- Simon, F.-G.; Holm, O. (2017): Exergetische Bewertung von Rohstoffen am Beispiel von Kupfer. In: *Chemie Ingenieur Technik* 89 (1-2), S. 108–116. DOI: 10.1002/cite.201600089.
- Sinclair, L.; Thompson, J. F. H. (2015): In situ leaching of copper: Challenges and future prospects. In: *Hydrometallurgy* 157, S. 306–324. DOI: 10.1016/j.hydromet.2015.08.022.
- Skinner, B. J. (1976): Second Iron Age ahead? In: *American Scientist* 64 (3), S. 258–269.
- Skovronek, H. S.; EPA (1976): Environmental considerations of selected energy conserving manufacturing process options. Volume XIV Primary copper industry. Hg. v. Industrial Environmental Research Laboratory, Office of Research and Development, U.S. Environmental Protection Agency (EPA). Cincinnati, Ohio.
- Soderberg, A. (1930): Mining Method and Costs at the Utah Copper Co., Bingham Canyon, Utah. Information Circular 6234. Washington, D.C.: Department of Commerce, U.S. Bureau of Mines (Information Circular, 6234).
- Söderström, U. (2008a): Copper smelter revenue stream. Presentation. Capital Markets Day. Unbekannter Ort, 04.11.2008. Online verfügbar unter <https://www.boliden.com/globalassets/investor-relations/reports-and-presentations/capital-markets-day/2008/cmd/13-copper-smelters-revenue-stream-ulf-soderstrom-president-ba-market.pdf>, zuletzt geprüft am 15.02.2022.
- Söderström, U. (2008b): Zinc smelter revenue stream. Presentation. Capital Markets Day. Unbekannter Ort, 04.11.2008. Online verfügbar unter <https://www.boliden.com/globalassets/investor-relations/reports-and-presentations/capital-markets-day/2008/cmd/12-zinc-smelters-revenue-stream-ulf-soderstrom-president-ba-market.pdf>, zuletzt geprüft am 15.02.2022.
- Southern Copper (2007): 07. We Believe. Annual Report. Hg. v. Southern Copper. Phoenix, Lima.
- Stanton, R. L. (1972): Ore petrology. New York: McGraw-Hill.
- Steubing, B.; Wernet, G.; Reinhard, J.; Bauer, C.; Moreno-Ruiz, E. (2016): Theecoinvent database version 3 (part II): analyzing LCA results and comparison to version 2. In: *Int J Life Cycle Assess* 21 (9), S. 1269–1281. DOI: 10.1007/s11367-016-1109-6.
- Strack, D. (2011): Bingham Canyon Railroads. Charleston, South Carolina: Arcadia Pub (Images of rail).
- Strack, D. (2019): UtahRails.net. Kennecott's Central Power Station. Online verfügbar unter <http://utahrails.net/ingham/central-power-station.php>, zuletzt aktualisiert am 01.05.2019, zuletzt geprüft am 15.06.2021.
- Sverdrup, H. U.; Olafsdottir, A. H.; Ragnarsdottir, K. V. (2019): On the long-term sustainability of copper, zinc and lead supply, using a system dynamics model. In: *Resources, Conservation and Recycling* 4, S. 100007. DOI: 10.1016/j.rcrx.2019.100007.
- Szargut, J. (1980): International progress in second law analysis. In: *Energy* 5 (8), S. 709–718. DOI: 10.1016/0360-5442(80)90090-0.
- Szargut, J. (2005): Exergy method. Technical and ecological applications. Southampton: WIT (International series on developments in heat transfer).
- Szargut, J.; Morris, D. R.; Steward, F. R. (1988): Exergy analysis of thermal, chemical, and metallurgical processes. New York: Hemisphere.
- Szargut, J.; Valero, An.; Stanek W.; Valero, Al. (2005): Towards an international reference environment of chemical exergy. In: ECOS (Hg.): Proceedings of the 18th International Conference on Efficiency, Cost, Optimization, Simulation and Environmental Impact of Energy Systems (ECOS) 2005, 20-22 June 2005, Trondheim, Norway, Juni 2005, S. 409–417.

- Sznopek, J. L. (2006): Drivers of U.S. Mineral Demand. Hg. v. U.S. Department of the Interior und U.S. Geological Survey. Reston, Virginia (Open File Report, 2006-1025).
- Taylor, S. R. (1964): Abundance of chemical elements in the continental crust. a new table. In: *Geo-chimica et Cosmochimica Acta* 28, S. 1273–1285.
- Teck (2008): 2007 Sustainability Summary Highland Valley Copper Operations. Hg. v. Highland Valley Copper Operations und Teck Resources. British Columbia.
- Teck (2015): Modelling Workshop. Presentation. Unbekannter Ort, 04.11.2015. Online verfügbar unter <https://www.teck.com/media/Investors-Presentations-Webcasts-20151104-modelling-workshop.pdf>, zuletzt geprüft am 15.02.2022.
- Tenney, J. B. (1930): Second report on the mineral industries of Arizona. Tucson, Arizona: University of Arizona (University of Arizona Bulletin, VOL. I Nr. 1).
- Tilton, J. E. (1996): Exhaustible resources and sustainable development. Two different paradigms. In: *Resources Policy* 22 (1/2), S. 91–97.
- Tilton, J. E.; Lagos, G. (2007): Assessing the long-run availability of copper. In: *Resources Policy* 32 (1-2), S. 19–23. DOI: 10.1016/j.resourpol.2007.04.001.
- Tylecote, R. F. (1976): A history of metallurgy. London: Metals Society.
- UBA (2016): Klimaschutzplan 2050 der Bundesregierung. Hg. v. Umweltbundesamt (UBA). Dessau-Roßlau.
- UNEP (2013): Environmental Risks and Challenges of Anthropogenic Metals Flows and Cycles. A Report of the Working Group on the Global Metal Flows to the International Resource Panel. Unter Mitarbeit von E. van der Voet, R. Salminen, M. Eckelmann, G. M. Mudd, T. E. Norgate und R. Hirschier.
- USGS (2014): Copper statistics. In: T. D. Kelly und G. R. Matos (Hg.): Historical statistics for mineral and material commodities in the United States: U.S. Geological Survey (Geological Survey Data Series 140). Online verfügbar unter <http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/historical-statistics/>, zuletzt geprüft am 15.02.2022.
- USGS (2016): Mineral Commodity Summaries 2016. Reston, Virginia: U.S. Geological Survey.
- USGS (2019): Mineral commodity summaries 2019. Reston, Virginia: U.S. Geological Survey.
- USGS, Bureau of Mines (Hg.) (var.): Minerals Yearbook. Volume I. -- Metals and Minerals. Jahre 1932-2015. Washington, D.C.: U.S. Government Printing Office.
- Utah Power & Light Company (1928): Annual Report 1928. Hg. v. Utah Power & Light Company. Salt Lake City, Utah.
- Vale (var.): Annual Report. Jahre 2005 - 2016. Hg. v. VALE S.A. Rio de Janeiro.
- Valero, Al. (2008): Exergy evolution of the mineral capital on earth. Dissertation an der Universität Zaragoza.
- Valero, Al.; Domínguez, A.; Valero, An. (2015): Exergy cost allocation of by-products in the mining and metallurgical industry. In: *Resources, Conservation and Recycling* 102, S. 128–142. DOI: 10.1016/j.resconrec.2015.04.012.
- Valero, Al.; Valero, An.; Arauzo, I. (2008): Evolution of the decrease in mineral exergy throughout the 20th century. The case of copper in the US. In: C. A. Frangopoulos, C. D. Rakopoulos und G.

- Tsatsaronis (Hg.): Proceedings of ECOS 2006, 12-14 July 2006, Aghia Pelagia, Crete, Greece. Veröffentlicht als Special Issue bei *Energy* 33 (2), S. 107–115.
- Valero, An. (1998): Thermoecconomics as a conceptual basis for energy-ecological analysis. In: S. Ulgiati (Hg.): *Advances in energy studies. Energy flows in ecology and economy*. Rom: Musis, S. 415–444.
- Valero, An. (2006): Exergy accounting: Capabilities and drawbacks. In: *The Second Biennial International Workshop "Advances in Energy Studies"* 31 (1), S. 164–180. DOI: 10.1016/j.energy.2004.04.054.
- Valero, An.; Valero, Al. (2010): Exergoecology: A thermodynamic approach for accounting the Earth's mineral capital. The case of bauxite-aluminium and limestone-lime chains. In: *Energy* 35 (1), S. 229–238. DOI: 10.1016/j.energy.2009.09.013.
- Valero, An.; Valero, Al. (2015): *Thanatia. The destiny of the Earth's mineral resources. A cradle-to-cradle thermodynamic assessment*. New Jersey: World Scientific.
- VDI 4600 Blatt 1, 2015-08: VDI Richtlinie Kumulierter Energieaufwand.
- Vieira, M. D. M.; Goedkoop, M. J.; Storm, P.; Huijbregts, M. A. J. (2012): Ore grade decrease as life cycle impact indicator for metal scarcity: the case of copper. In: *Environmental Science & Technology* 46 (23), S. 12772–12778. DOI: 10.1021/es302721t.
- Votteler, R. G. (2016): *A mining perspective on the potential of renewable electricity sources for operations in South Africa*. Dissertation. Stellenbosch University, Stellenbosch, South Africa. Faculty of Economic and Management Sciences.
- Wallace, K. G. (2001): *General operation characteristics and industry practices of mine ventilation systems*. Paper vorgestellt beim 7th International Mine Ventilation Congress, 17-22 June 2001, Cracow, Poland.
- Wang, C.; Nadolski, S.; Mejia, O.; Drozdak, J.; Klein, B. (2013): Energy and Cost Comparisons of HPGR Based Circuits with the SABC Circuit Installed at the Huckleberry Mine. In: *Canadian Mineral Processors Conference (Hg.): Proceedings of the 45th Annual Canadian Mineral Processors Operators Conference*, January 22-24, 2013, Ottawa, Ontario, S. 121–135.
- WCED (1987): *Our common future*. Brundtland Report. Oxford: Oxford University Press.
- Weber, L. (2015a): *Daten zu Interpretation von Reserven- und Ressourcenangaben aus wirtschaftsgeologischer Sicht; Eigene Analyse, 2015*. Excel File.
- Weber, L. (2015b): Interpretation von Reserven- und Ressourcenangaben aus wirtschaftsgeologischer Sicht. In: *BHM Berg- und Hüttenmännische Monatshefte* 160 (2), S. 71–78. DOI: 10.1007/s00501-015-0347-4.
- WEC (2016): *World Energy Resources 2016*. Hg. v. World Energy Council (WEC). London.
- Wedepohl, K. H. (1995): The composition of the continental crust. In: *Geochimica et Cosmochimica Acta* 59 (7), S. 1217–1232. DOI: 10.1016/0016-7037(95)00038-2.
- Weidema, B.; Bauer, C.; Hischer, R.; Mutel, C.; Nemecek, T.; Reinhard, J. et al. (2013): Overview and methodology. Data quality guideline for the ecoinvent database version 3. *Ecoinvent Report 1(v3)*. St. Gallen: The ecoinvent Centre.
- Wellmer, F.-W. (2014): Wie lange reichen unsere Rohstoffvorräte? – Was sind Reserven und Ressourcen? In: *UmweltWirtschaftsForum* 22 (2), S. 125–132. DOI: 10.1007/s00550-014-0318-3.

- Wellmer, F.-W.; Böttcher, G.; Schmidt, H. (1994): Gewinnung mineralischer Rohstoffe und IDNDR. In: *Geographische Rundschau* 46 (7-8), S. 450–456.
- Wellmer, F.-W.; Buchholz, P.; Gutzmer, J.; Hagelüken, C.; Herzig, P.; Littke, R.; Thauer, R. K. (2018): *Raw materials for future energy supply*. Cham: Springer.
- Wellmer, F.-W.; Dalheimer, M.; Wagner, M. (2008): *Economic evaluations in exploration*. 2. Aufl. Berlin: Springer.
- Werner, T.; Mudd, G. M. (2018): Daten zu Stripping Ratios. Daten recherchiert von Mudd., G., Oktober 2018. Email an N. Rötzer.
- Wernet, G.; Bauer, C.; Steubing, B.; Rreinhart, J.; Moreno-Ruiz, E.; Weidema, B. (2016): The ecoinvent database version 3 (part 1). Overview and methodology. In: *The International Journal of Life Cycle Assessment* 21 (9), S. 1218–1230.
- Wernet, G.; Papadokonstantakis, S.; Hellweg, S.; Hungerbühler, K. (2009): Bridging data gaps in environmental assessments: Modeling impacts of fine and basic chemical production. In: *Green Chemistry* 11 (11), S. 1826. DOI: 10.1039/B905558D.
- West, J. (2011): Decreasing metal ore grades. Are they really being driven by the depletion of high-grade deposits? In: *Journal of Industrial Ecology* 15 (2), S. 165–168. DOI: 10.1111/j.1530-9290.2011.00334.x.
- Wilburn, D. R.; Goonan, T. G.; Bleiwas, D. I. (2001): *Technological Advancement – A Factor in Increasing Resource Use*. Hg. v. U.S. Geological Survey und U.S. Department of the Interior. Reston, Virginia (Open File Report, 2001 - 197, Version 1.03).
- Winter Birrell, R. (2005): *The development of mining technology in Australia*. Dissertation an der Universität Melbourne.
- Xu, C.; Wang, Z.; Li, X.; Sun, F. (2011): Energy and exergy analysis of solar power tower plants. In: *SET 2010 Special Issue* 31 (17–18), S. 3904–3913. DOI: 10.1016/j.applthermaleng.2011.07.038.
- Yáñez, C. (2019): *Electricity Generation and Electric Power in Chile*. In: M. Llorca-Jaña, R. M. Miller und D. B. Traverso (Hg.): *Capitalists, Business and State-building in Chile*. Cham: Palgrave Macmillan, Springer (Studies of the Americas), S. 217–246.
- Yáñez, C.; Garrido Lepe, M. (2017): The third cycle of coal in Chile, from 1973 to 2013. From climacteric to rejuvenation. In: *América Latina en la Historia Económica* sep.-dic., S. 224–258. DOI: 10.18232/alhe.v24i3.833.
- Yang, X. J.; Hu, H.; Tan, T.; Li, J. (2016): China's renewable energy goals by 2050. In: *Environmental Development* 20, S. 83–90. DOI: 10.1016/j.envdev.2016.10.001.
- Yellishetty, M.; Ranjith, P. G.; Tharumarajah, A. (2010): Iron ore and steel production trends and material flows in the world: Is this really sustainable? In: *Resources, Conservation and Recycling* 54 (12), S. 1084–1094. DOI: 10.1016/j.resconrec.2010.03.003.
- Yellishetty, M.; Ranjith, P. G.; Tharumarajah, A.; Bhosale, S. (2009): Life cycle assessment in the minerals and metals sector. a critical review of selected issues and challenges. In: *The International Journal of Life Cycle Assessment* 14, S. 257–267. DOI: 10.1007/s11367-009-0060-1.
- Zündorf, L. (2008): *Das Weltsystem des Erdöls. Entstehungszusammenhang, Funktionsweise, Wandlungstendenzen*. 1. Aufl. Wiesbaden: VS Verlag für Sozialwissenschaften / GWV Fachverlage (Neue Bibliothek der Sozialwissenschaften).