

## **Sachbericht**

### **Teil II**

***Entwicklung innovativer und nachhaltiger  
Verfahren zur Gewinnung von Gold und  
kritischen Elementen aus Erzen und  
Elektronikschrott (INN4MIN)***

G.E.O.S.  
Ingenieurgesellschaft mbH

Schwarze Kiefern 2  
09633 Halsbrücke

Telefon: +49(0)3731 369-0  
Telefax: +49(0)3731 369-200

E-Mail: [info@geosfreiberg.de](mailto:info@geosfreiberg.de)  
[www.geosfreiberg.de](http://www.geosfreiberg.de)

Förderkennzeichen BMBF: 033RU019

Projekt-Nr. G.E.O.S. intern: 30220110

Laufzeit des Vorhabens: 01.05.2022 – 30.06.2025

Die Verantwortung für den Inhalt dieser  
Veröffentlichung liegt bei der Autorin Dr. Jana Pinka.

Auftraggeber: Bundesministerium für Bildung und Forschung  
Seit Mai 2025: Bundesministerium für Forschung,  
Technologie und Raumfahrt  
Projektträger Jülich  
Zimmerstraße 26-27  
10969 Berlin

Halsbrücke, 01.08.2025

Geschäftsführer:  
Jan Richter

HRB 1035 Amtsgericht  
Registergericht Chemnitz

Sparkasse Mittelsachsen  
IBAN: DE30 8705 2000 3115 0191 48  
SWIFT (BIC): WELADED1FGX

Deutsche Bank AG  
IBAN: DE59 8707 0000 0220 1069 00  
SWIFT (BIC): DEUTDE8CXXX

USt-IdNr.: DE811132746

## Bearbeitungsnachweis

<b>Titel:</b>	Bericht INN4MIN
<b>Auftraggeber:</b>	Bundesministerium für Bildung und Forschung Seit Mai 2025: Bundesministerium für Forschung, Technologie und Raumfahrt Projektträger Jülich Zimmerstraße 26-27 10969 Berlin
<b>Projektnummer:</b>	033RU019
<b>Bearbeitungszeitraum:</b>	01.05.2022 – 30.06.2025
<b>Bearbeiter:</b>	Dr. Jana Pinka, Mirko Martin, Dr. Frank Haubrich, Mahdi Amiribostanabad, Anke Patzig
<b>Seitenanzahl Text:</b>	30

Halsbrücke, 01.08.2025

i. V. Dr. Jana Pinka  
Projektleiterin

## INHALTSVERZEICHNIS

	Seite
1 Projektergebnisse .....	5
1.1 Projektkonsortium.....	5
1.2 Zielstellung des Vorhabens .....	5
1.3 Projektstruktur und Vorgehen .....	5
1.4 Aufzählung der wichtigsten wissenschaftlich-technischen Ergebnisse.....	7
1.4.1 Untersuchungen an Leiterplatten .....	7
1.4.2 Untersuchungen an Erzen .....	22
2 Zweckmäßigkeit der Kosten .....	28
3 Zur Notwendigkeit und Angemessenheit der geleisteten Arbeiten .....	28
4 Verwertung.....	29
5 Veröffentlichungen .....	30

## TABELLENVERZEICHNIS

	Seite
Tabelle 1: Gesamt- und Einzelmassen verschiedener Baugruppen von drei Leiterplatten.....	7
Tabelle 2: Gesamt- und Einzelmassen der Pins verschiedener Typen von Steckerleisten.....	11
Tabelle 3: Durchschnittliche Zusammensetzung der demontierten Leiterplatten .....	11
Tabelle 4: Mengen an Wertelementen auf der Leiterplatte, bezogen auf die Bauelemente (Angabe in mg Wertelement /g Bauelement).....	13
Tabelle 5: Durchschnittliche Zusammensetzung der Komponenten der untersuchten Leiterplatten (LP) .....	13
Tabelle 6: Wertmetallgehalte der Pins verschiedener Typen von Steckerleisten .....	14
Tabelle 7: Zusammensetzung der mikrobiellen Laugungslösung .....	14
Tabelle 8: Laugung relevanter Metalle (KW = Königswasser = 100%) .....	18
Tabelle 9: Laugungsmethoden, -materialien für Gold .....	23
Tabelle 10: Elementare Zusammensetzung der Probe B#-2_O (Banjas) .....	24
Tabelle 11: Ergebnisse der Laugungsversuche mit Thioharnstoff, Eisen(III)sulfat und Schwefelsäure (kg/t Chemikalien pro Tonne Erz) .....	25
Tabelle 12: Ergebnisse der Laugungsversuche mit Natriumoxalat, Thioharnstoff, Eisen(III)sulfat und Schwefelsäure (kg/t Chemikalien pro Tonne Erz) .....	25
Tabelle 13: Ergebnisse der Laugungsversuche mit Natriumthiocyanat, Thioharnstoff, Eisen(III)sulfat und Schwefelsäure (kg/t Chemikalien pro Tonne Erz) .....	26
Tabelle 14: Wichtigste Positionen des zahlenmäßigen Nachweises.....	28

<b>ABBILDUNGSVERZEICHNIS</b>	<b>Seite</b>
Abbildung 1: Arbeitspakete des Projektes .....	6
Abbildung 2: Zerlegung von Leiterplatten in die Bestandteile .....	7
Abbildung 3: Teilweise Zerlegung der entlöteten Leiterplatte in die entsprechenden Schichten.....	8
Abbildung 4: Mikroskopische Aufnahme über den Querschnitt und die angeschliffene Oberfläche einer Leiterplatte.....	8
Abbildung 5: Aufbau Steckleiste (Eurocircuits 2023) .....	9
Abbildung 6: Identifizierung von unterschiedlichen Steckerleisten auf einer Leiterplatte (PC braun).....	10
Abbildung 7: Typen an Pins aus den verschiedenen Steckerleisten. Die Pins der Steckerleisten 6.2 und 8 sind in der Form und Masse identisch mit den Pins 6.1 .....	10
Abbildung 8: Pyrolyse der demontierten Leiterplatte; Leiterplatte vor (a) und nach der Pyrolyse (b). Abtrennung von metallischem Kupfer und Metalloxiden (c) als Partikelfraktionen.....	11
Abbildung 9: Getrennte Laugung von Baugruppen einer Leiterplatte mit Salpetersäure und Salzsäure.....	12
Abbildung 10: Durchschnittliche Elementzusammensetzung der LP und deren Bestandteile, klassifiziert nach Baugruppen.....	12
Abbildung 11: Durchschnittliche Zusammensetzung der untersuchten Leiterplatten .....	13
Abbildung 12: Dismantling einer Leiterplatte durch mikrobiell erzeugte saure Eisen(III)-Lösungen.....	15
Abbildung 13: Verarbeitung einer zufällig ausgewählten LP mittels Eisen(III)sulfat und Eisen oxidierenden Mikroorganismen (weiße Punkte in den Fotos nach 12 Tagen sind freigelagte Löcher ohne jegliches Zinn und Kupfer).....	16
Abbildung 14: Entfernung bzw. Lockerung des Lacks an der LP mittels Natronlauge; links originale LP, rechts nach NaOH-Behandlung .....	17
Abbildung 15: Durchführung des Versuchs mit $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ als Laugungsmittel .....	19
Abbildung 16: Mikrobielle Laugung von fünf Leiterplatten.....	20
Abbildung 17: a/b Zementation von Cu auf Fe (Kühlkörper), Al (Elektrolytkondensatoren) und Sn (Lötunkte); Lackummantelte Spulendrähte werden nicht angelöst.....	21
Abbildung 18: Laugung des Sulfidkonzentrat-Schliffes (a) in sulfatsaurer Thioharnstofflösung; b, d, f) ungelagte Probe mit deutlich sichtbarem Au; c, e, g) gelagte Probe ohne Au .....	26

# 1 Projektergebnisse

## 1.1 Projektkonsortium

Das Projekt „INN4MIN – Entwicklung innovativer und nachhaltiger Verfahren zur Gewinnung von Gold und kritischen Elementen aus Erzen und Elektronikschrott“ wurde durch die gemeinsame ERA-MIN 2021 Initiative von 24 Förderorganisationen aus europäischen und außereuropäischen Ländern zur transnationalen Forschung zum Thema Rohstoffwirtschaft gefördert. Das Bundesministerium für Bildung und Forschung (seit Mai 2025: Bundesministerium für Forschung, Technologie und Raumfahrt) hat für die Betreuung der deutschen Partner den Projektträger Jülich eingesetzt.

Die weiteren Projektpartner waren: Faculty of Engineering of University of Porto - FEUP (Portugal), French Geological Service - BRGM (Frankreich), National Laboratory for Energy and Geology - LNEG (Portugal), Inova+ Innovation Services S.A. - INOVA+ (Portugal). Die Leitung des Projektes lag bei FEUP.

## 1.2 Zielstellung des Vorhabens

Das Projekt INN4MIN zielte auf die Erforschung und Entwicklung sauberer und umweltfreundlicher Methoden, um Gold aus Primärerzen von Tailings (Aufbereitungsrückstände) und Sekundärquellen wie Elektroschrott, wie zum Beispiel Leiterplatten (PCBs), zu gewinnen (TRL 5).

Perspektivisch wird Recycling in der Europäischen Union zwingend erforderlich, um Rohstoffsicherheit, Ressourcenmanagement, Energieeffizienz und Umweltauswirkungen zu verbessern und einen Beitrag zum Klimaschutz zu leisten.

In diesem Sinne konzentrierte sich INN4MIN auf folgende Themen: Untersuchung innovativer Zerkleinerungstechniken zur Erhöhung der Goldfreisetzung aus komplexen Erzen; Verwendung umweltfreundlicherer Reagenzien bei der Schaumflotation und Laugung; Entwicklung einer kosteneffizienten Anlage zur Entfernung von Polymeren und anderen organische Materialien aus PCBs; Entwicklung eines hybriden hydrometallurgischen Ansatzes für die Goldgewinnung aus Erzen und PCBs; Rückgewinnung weiterer kritischer Metalle; Verbesserung der öffentlichen Wahrnehmung der Bergbauindustrie.

## 1.3 Projektstruktur und Vorgehen

Abbildung 1 zeigt eine Übersicht der Arbeitspakete einschließlich der verantwortlichen Projektpartner. Das Projekt wurde über die geplante Laufzeit 01.05.2022 – 30.04.2025 für

G.E.O.S. bis zum 30.06.2025 verlängert, um es den portugiesischen Partnern zu ermöglichen, ihre Gesamtziele mit Hilfe von G.E.O.S. zu erreichen. Auf diesen Umstand wurde der Projektträger mit Schreiben vom 12.03.2025 informiert. Dieser bestätigte die kostenneutrale Verlängerung des Projektes am 17.04.2025.

 <p>AP1 - Auswahl und Charakterisierung von Materialien (FEUP)</p>	 <p>AP 2 - Innovative Zerkleinerungstechniken (BRGM)</p>	 <p>AP3 - Physikalische Verarbeitung von Erzen und PCBs (LNEG)</p>
 <p>AP4 - Hydrometallurgie - ein hybrider Ansatz (G.E.O.S.)</p>	 <p>AP5 - Veränderte öffentliche Wahrnehmung von Bergbau (INOVA+)</p>	 <p>AP6 - Management- und Werbung (FEUP)</p>

Abbildung 1: Arbeitspakete des Projektes

Der Projektauftritt fand am 05.07.2022 infolge der COVID-19-Pandemie als Videokonferenz statt. Dieses Instrument wurde 2022/2023 bis zur Aufhebung der Beschränkungen weiter intensiv genutzt. Am 04.12.2023 trafen sich die Projektpartner in Orleans.

Mahdi Amiribostanabad nahm am 10./11.10.2024 an der 6. Internationalen Wissenschaftlichen Konferenz für Biotechnologie und Metalle in Stará Lesná, Slowakei, teil. Er präsentierte die Ergebnisse der Arbeiten von G.E.O.S. mit dem Beitrag „Recovery of gold and critical elements from e-waste using a biotechnical approach“. Zudem nahm er vom 7.-11.07.2025 an der 64th Annual Conference of Metallurgy and Materials in Montréal, Kanada teil und referierte zum Thema „Application Of A Combined Chemical And Microbial Approach To Critical Raw Material (CRM) Recovery, With A Particular Focus On Gold Recovery From End-Of-Life Printed Circuit Boards (PCBs)“.

## 1.4 Aufzählung der wichtigsten wissenschaftlich-technischen Ergebnisse

G.E.O.S. hatte im Projekt die Aufgabe, Leiterplatten aus einer Recyclingfirma (Firma TDE-Recycling GmbH, Barchfeld-Immelborn) in ausreichendem Umfang zu beschaffen und diese an den portugiesischen Projektpartner FEUP zu versenden. Umfangreichen Zerkleinerungstests der PCBs folgten Untersuchungen zum Wertstoffgehalt einzelner Kompartimente der Leiterplatten an verschiedenen Mustern, Laugungsversuche mit chemischen Reagenzien und mikrobiell hergestellten Laugungslösungen sowie der Downstream zur selektiven Gewinnung der Wertmetalle. Des Weiteren wurden Laugungsversuche an Erzen der Iberischen Halbinsel durchgeführt.

### 1.4.1 Untersuchungen an Leiterplatten

#### Zerkleinerung und Bestimmung Wertmetallgehalte

Es wurden repräsentative Leiterplatten näher betrachtet (Abbildung 2). Um Informationen über die Menge an Metallen und die Zusammensetzung der Bauteile zu erhalten, wurden diese zunächst mittels Heißluftpistole von den Leiterplatten entfernt.

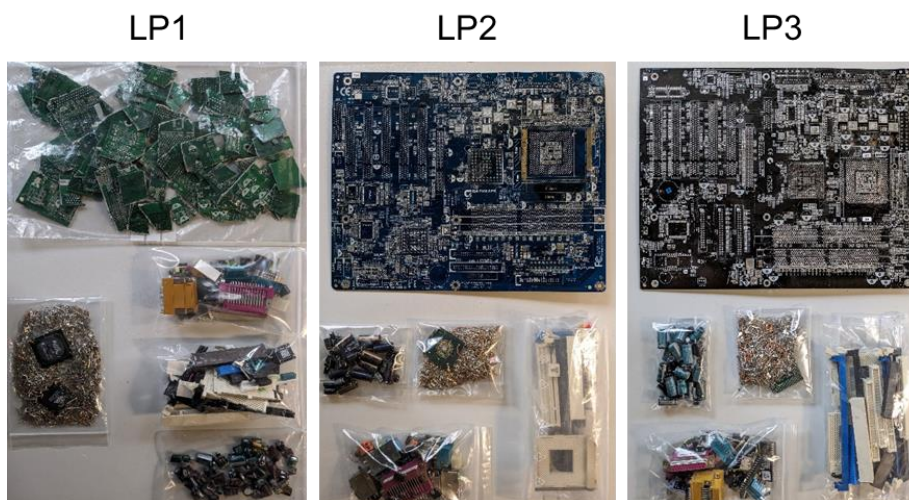


Abbildung 2: Zerlegung von Leiterplatten in die Bestandteile

Tabelle 1: Gesamt- und Einzelmassen verschiedener Baugruppen von drei Leiterplatten

	LP1	LP2	LP3
	[g]		
Leiterplatte (Grundgerüst)	264,2	264,7	280,7
PINS	66,3	78,4	69,4
Elektrolytkondensatoren	43,7	46,4	52,2
Adapter und Anschlüsse	129,9	139,4	132,7
Kunststoff	125	142	117,8

### Aufbau der unbestückten Leiterplatte

Die entlöteten Leiterplatten können eine nicht zu vernachlässigende Menge an Wertelementen wie Cu, Sn und Pb beinhalten. Cu bildet als Leiterbahnen eine bis zu 0,1 mm dicke Schicht. Sn und Pb sind Kontaktlötlote zwischen Bauteilen und Kupferbahnen der Leiterplatte. Um Informationen über den Aufbau der Leiterplatte zu erhalten, wurden diese hinsichtlich Aufbau bzw. Querschnitt begutachtet.

Eine Leiterplatte besteht im Wesentlichen aus einem mit Glasfasern verstärkten Epoxidharzkern, welcher auf beiden Seiten mit einer Folie mit Kupferauflage beklebt wurde.

Bei der Herstellung wurden über entsprechende Ätzzvorgänge die erforderlichen Kupferbahnen herauspräpariert, anschließend mit den Bauteilen bestückt, die Bauteilepins mit den Kupferbahnen verzinkt und anschließend gegen Oxidation des Kupfers lackiert.

Demzufolge bestehen die untersuchten Leiterplatten aus jeweils zwei Kupfer-Folien (Abbildung 3).

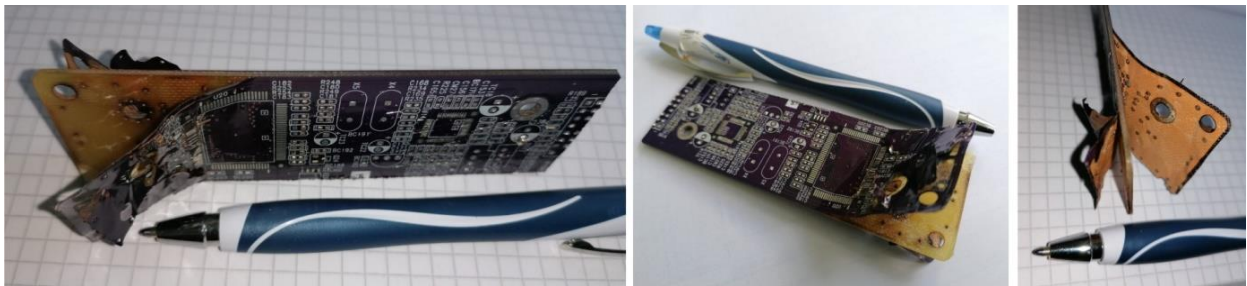


Abbildung 3: Teilweise Zerlegung der entlöteten Leiterplatte in die entsprechenden Schichten

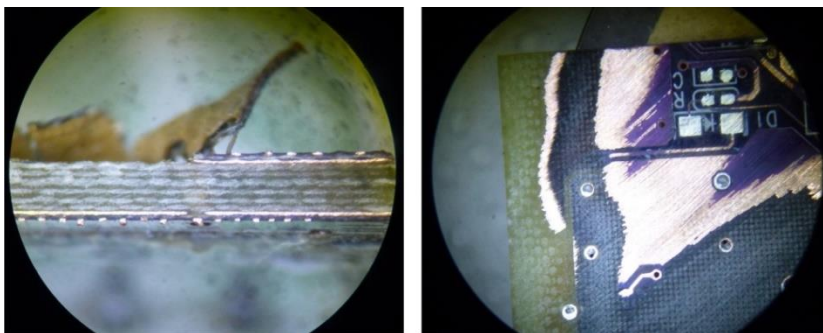


Abbildung 4: Mikroskopische Aufnahme über den Querschnitt und die angeschliffene Oberfläche einer Leiterplatte

In Abbildung 4 ist zu erkennen, dass die aufgeklebten Kupferfolien aus zwei Schichten bestehen, wobei die jeweils obere Schicht die der Leiterbahnen darstellt. Die Löcher für die Bauteile-Pins

sind mit Kupfer und Zinn bis zur Rückseite durchkontaktiert. Um Cu zu gewinnen, bedarf es der Entfernung der Lackschicht, welche die Kupferschicht vor Oxidation schützt.

### Untersuchung der goldhaltigen Steckerleisten

Die Anteile an Gold beruhen hauptsächlich auf einer 0,02 – 1,5 µm-dicken Auflage der Steckerpins, welche häufiger mechanisch beansprucht werden. Des Weiteren sind die Kontakte der CPU (central processing unit), und die Drähte innerhalb der CPU aus Gold oder mit Goldbeschichtung hergestellt.

In der Literatur (Eurocircuits 2023)<sup>1</sup> werden die Steckerleisten als Kupferlegierung mit Nickel und Goldauflage beschrieben (Abbildung 5). Das Gold wurde gehärtet, indem Kobalt, Nickel oder Eisen mitlegiert werden. Der Au-Überzug wird galvanisch aufgebracht. Es wird auch Palladium mit Nickel oder Kobalt als Überzug angegeben. Die Dicken werden in der Literatur mit 0,4 bis 0,8 µm beschrieben. Die Unternickelung wird mit 1,25 bis 2,5 µm angegeben. Eine Steckervergoldung bzw. Hartgold wird vor allem bei Oberflächen mit höherem Verschleiß wie z.B. für Steckerkontakte eingesetzt. Dabei wird Gold auf das Nickel (Diffusionssperre) abgeschieden, um eine Goldmigration zu vermeiden. Angegeben wird eine Ni-Dicke von 4 – 5 µm und eine Au-Dicke von 1,0 – 1,5 µm.

Im ersten Schritt der Begutachtung wurden 8 Typen an verschiedenen Steckerleisten identifiziert. Diese wurden in die Bestandteile zerlegt, um die Metalle und Metallmengen zu bestimmen.

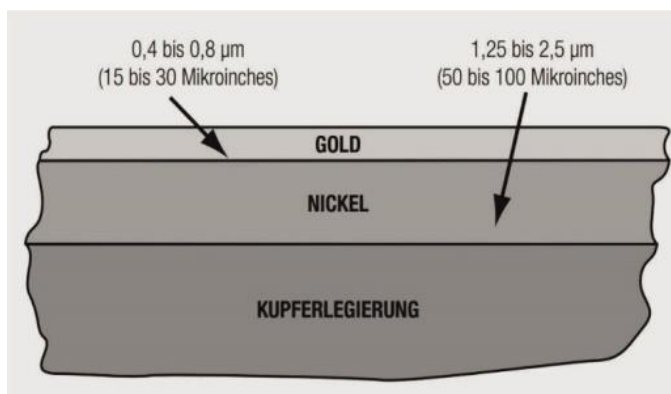


Abbildung 5: Aufbau Steckleiste (Eurocircuits 2023)

<sup>1</sup> Eurocircuits (2023): <https://www.eurocircuits.de/edge-connector-gold-surface>, abgerufen 22.02.2023

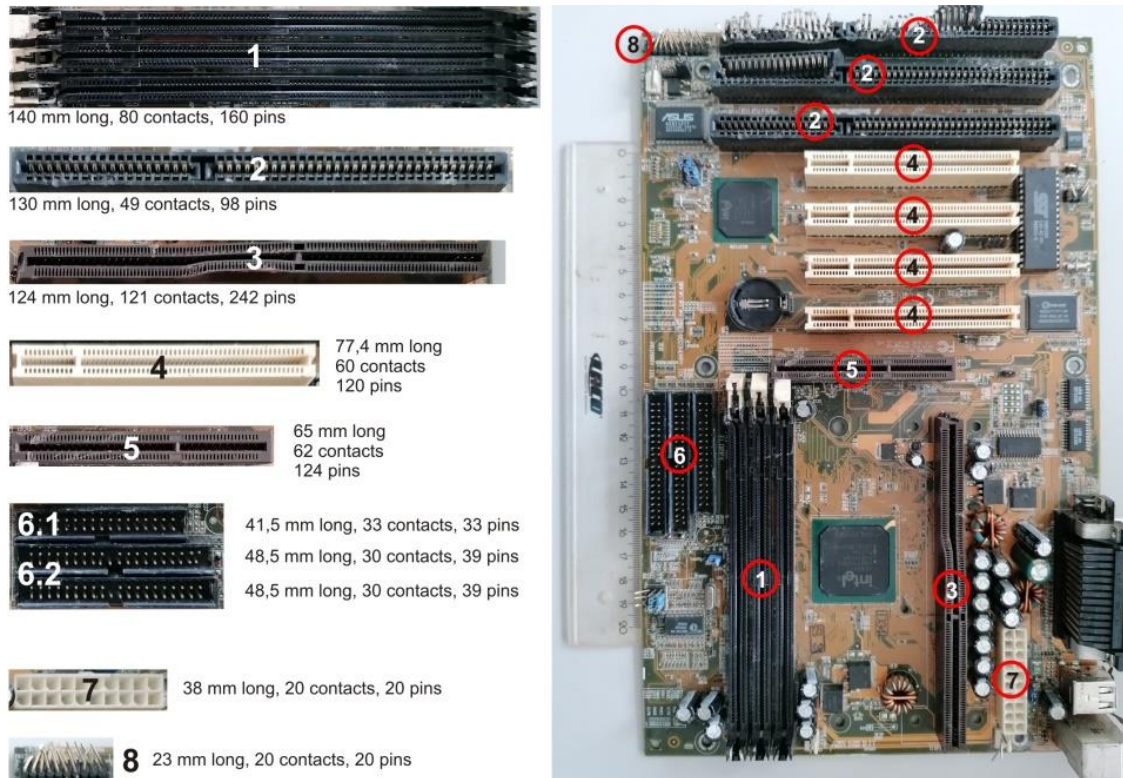


Abbildung 6: Identifizierung von unterschiedlichen Steckerleisten auf einer Leiterplatte (PC braun)  
Die verschiedenen Typen von Steckerleisten mit entsprechenden Metallgehalten wurden auf den meisten der untersuchten Leiterplatten wiedergefunden. Abbildung 6 zeigt ein Beispiel für eine zerlegte Leiterplatte, um Informationen über die metallhaltigen Pins zu erhalten.

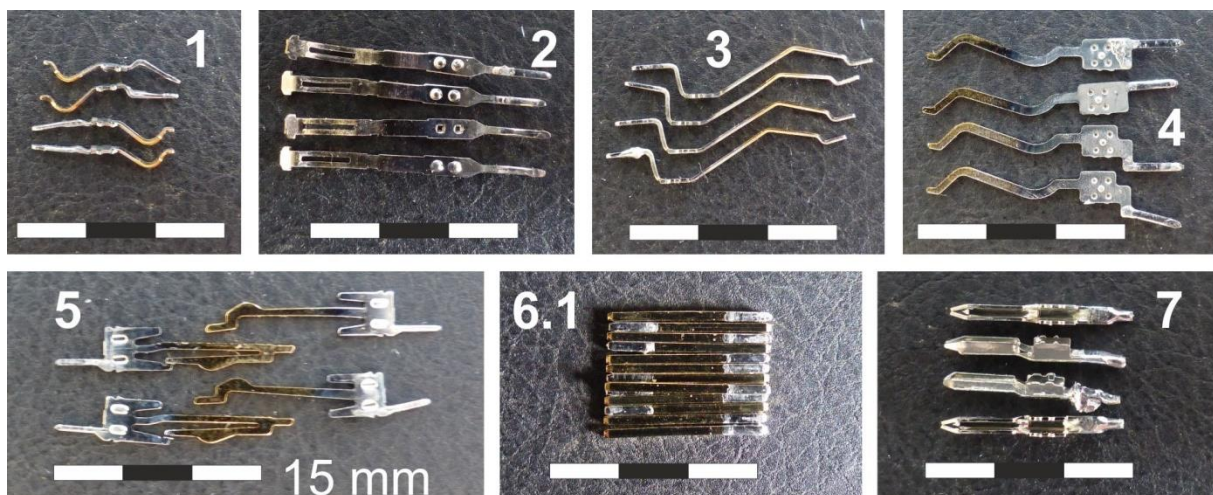


Abbildung 7: Typen an Pins aus den verschiedenen Steckerleisten. Die Pins der Steckerleisten 6.2 und 8 sind in der Form und Masse identisch mit den Pins 6.1

Die Massen der verschiedenen Typen an Pins pro Steckerleiste wurden ermittelt.

Tabelle 2: Gesamt- und Einzelmassen der Pins verschiedener Typen von Steckerleisten

	Pins [Stk]	Masse / Pin [g]	Pro Steckerleiste	
			Metall [g]	Kunststoff [g]
PIN1	162	0,013	2,154	6,85
PIN2	98	0,058	5,725	14,57
PIN3	242	0,021	5,027	16,87
PIN4	120	0,045	5,411	10,51
PIN5a	62	0,047	2,908	9,90
PIN5b	62	0,055	3,416	
PIN6.1	33	0,041	1,367	2,77
PIN6.2	39	0,041	1,616	3,14
PIN7	37	0,072	2,650	2,45

(Die Steckerpins von Leiste 8 sind identisch mit den Pins von PIN 6)

### Pyrolyse der Leiterplatten

Um den Gesamt-Wertmetallgehalt der demontierten Leiterplatte zu bestimmen, wurde diese bei 800°C pyrolysiert (Abbildung 8) und anschließend chemisch analysiert. Ein auftretender Massenverlust von durchschnittlich 29 % während der Pyrolyse ist auf die Verbrennung des Kunststoffes (glasfaserverstärktes Epoxidharz) zurückzuführen.

Die Wertmetalle wurden mittels Königswasserauszug und Feststoff-XRF aus den pyrolysierten Resten (Glasfaser und Metalloxide) bestimmt (Tabelle 3).



Abbildung 8: Pyrolyse der demontierten Leiterplatte; Leiterplatte vor (a) und nach der Pyrolyse (b). Abtrennung von metallischem Kupfer und Metalloxiden (c) als Partikelfractionen

Tabelle 3: Durchschnittliche Zusammensetzung der demontierten Leiterplatten

	Gesamtmasse Leiterplatte	Glasfaser	Kunststoff Epoxidharz	Fe	Cu	Ag	Sn	Pb
	[g]							
LP1	264,2	126,0	76,4	0,3	34,9	0,03	25,1	2,1
LP2	264,7	126,3	76,5	0,3	34,9	0,03	25,1	2,1
LP3	280,7	133,9	81,1	0,3	37,1	0,03	26,7	2,2
%	100	48	29	0,3	13	0,03	10	1

### Wertelementzusammensetzung verschiedener Baugruppen der Leiterplatten

Hierbei wurden einzelne Baugruppen der Leiterplatte getrennt aufbereitet. Als Baugruppen wurden die mit Gold beschichteten Steckerpins (PN), die Elektrolytkondensatoren (EK – Elkos), der reine Leiterplattenkorpus ohne Bauteile (LP) und ein Mix von Bauteilen (MX - Schaltkreise, Widerstände, Spulen, Anschlüsse, ...) bearbeitet. Um den Gesamtbestand an Wertelementen in den Baugruppen zu bestimmen wurde ein Auszug mit Königswasser (KW) durchgeführt.



Abbildung 9: Getrennte Laugung von Baugruppen einer Leiterplatte mit Salpetersäure und Salzsäure

Die Elektrolytkondensatoren (EK) wurden zunächst mit Salzsäure und die Rückstände (d. h. Pins, LP und gemischt) mit Salpetersäure behandelt, anschließend wurden die übrigen in Salpetersäure/Salzsäure nicht gelösten Rückstände mit KW behandelt und die Lösung analysiert (Abbildung 9).

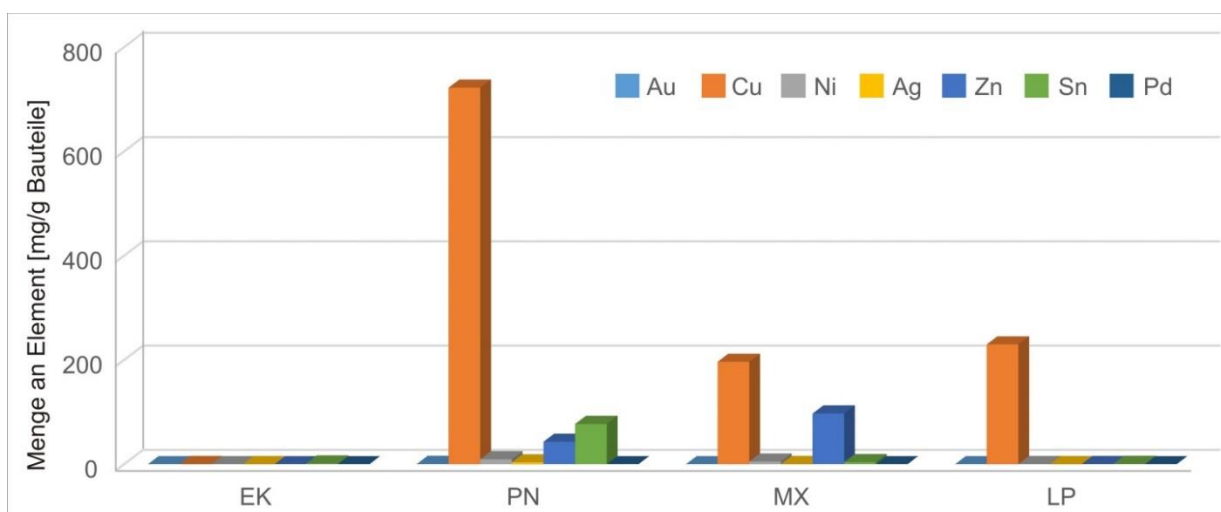


Abbildung 10: Durchschnittliche Elementzusammensetzung der LP und deren Bestandteile, klassifiziert nach Baugruppen

Tabelle 4: Mengen an Wertelementen auf der Leiterplatte, bezogen auf die Bauelemente (Angabe in mg Wertelement /g Bauelement)

	<b>Au</b>	<b>Cu</b>	<b>Ni</b>	<b>Ag</b>	<b>Zn</b>	<b>Sn</b>	<b>Pd</b>
	[mg/g]						
EK	0,000	0,16	0,015	0,012	0,043	1,28	0,000
PN	0,621	722,2	9,486	3,439	43,22	77,25	0,027
MX	0,056	196,5	5,286	0,200	97,25	4,06	0,000
LP	0,000	229,8	0,177	0,033	0,232	0,43	0,000

Es wurde festgestellt, dass im Durchschnitt 722,2 mg/g der Pins sowie 229,8 mg/g der LP und 196,5 mg/g der Mixed Components aus Cu bestehen. Darüber hinaus bestehen die Pins und Mixed Components zu 0,6 mg/g bzw. 0,06 mg/g aus Gold. Palladium wurde nur in den Pins mit 0,027 mg/g Bauteil gefunden (Tabelle 4, Abbildung 11).

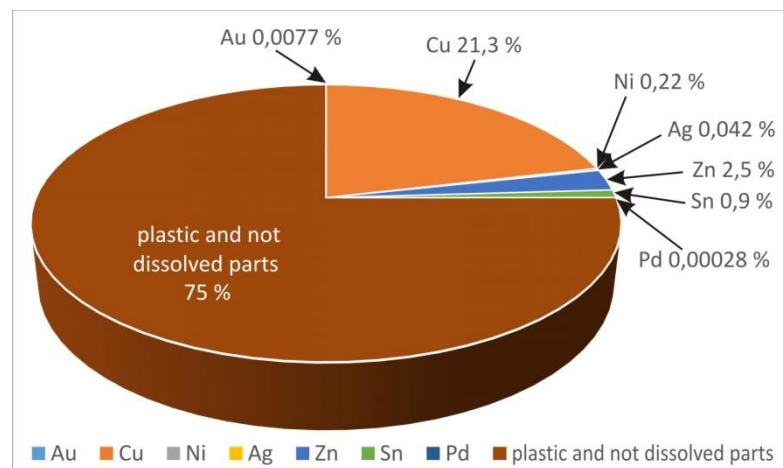


Abbildung 11: Durchschnittliche Zusammensetzung der untersuchten Leiterplatten

Tabelle 5: Durchschnittliche Zusammensetzung der Komponenten der untersuchten Leiterplatten (LP)

	<b>Kunststoff/ Glasfaser</b>	<b>Au</b>	<b>Cu</b>	<b>Ni</b>	<b>Ag</b>	<b>Zn</b>	<b>Sn</b>	<b>Pd</b>
Anteil LP [M-%]	75,0	0,0077	21,32	0,22	0,04	2,47	0,93	0,00028
Anteil LP [mg/g]	750,0	0,077	213,2	2,17	0,418	24,7	9,25	0,0028

Aus den Ergebnissen geht hervor, dass Kunststoff und Glasfaser ca. 75 % der untersuchten LP ausmachen. Darüber hinaus sind Cu mit 21,3 % und Zn mit 2,5 % die Hauptelemente. Gold macht etwa 0,008 %, Palladium ca. 0,00028 % der LP aus (Abbildung 11, Tabelle 5).

Die Ergebnisse der Metallgehalte in den Steckerpins sind in Tabelle 6 zusammengefasst.

Tabelle 6: Wertmetallgehalte der Pins verschiedener Typen von Steckerleisten

		PIN1	PIN2	PIN3	PIN4	PIN5	PIN6	PIN7	Pins pro LP
	Durchschnitt	[Gesamtmasse und Masse der Elemente pro Steckerleiste in mg]							[g]
	%	2.154	5.725	5.027	5.411	3.162	1.367	1.432	
Pb	1,21	26,1	69,3	60,9	65,5	38,3	16,6	17,3	<b>0,75</b>
Au	0,016	0,355	0,943	0,828	0,891	0,521	0,225	0,236	<b>0,010</b>
Cu	62,1	1.338	3.557	3.124	3.362	1.965	849	890	<b>38,63</b>
Ni	0,74	16,0	42,6	37,4	40,3	23,6	10,2	10,7	<b>0,46</b>
Zn	31,9	686,2	1.823,7	1.601,4	1.723,7	1.007,3	435,5	456,2	<b>19,80</b>
Sn	1,55	33,4	88,8	77,9	83,9	49,0	21,2	22,2	<b>0,96</b>

(Die Steckerpins wurden mit Königswasser behandelt. Dabei blieb ein geringer unlöslicher Rest übrig, der jedoch chemisch nicht bestimmt werden konnte, die Vermutung ist SnO<sub>2</sub>).

Die Steckerpins bestehen hauptsächlich aus einer Messinglegierung von Cu und Zn. Sn und Pb haben ihre Ursache im Lot, mit welchem die Steckerpins auf der Leiterplatte eingelötet wurden. Die Angaben des Lötzinns entsprechen einer Legierung Weichlot mit der Zusammensetzung Sn56/Pb44 (%-Angaben). Au macht einen Anteil von 0,016 Masse-% der Gesamtpins aus. Dies entspricht einer Au-Auflage von 0,02 µm. In der Literatur werden Au-Auflagen von 0,02 bis 1,5 µm beschrieben (Eurocircuits 2023).

#### Alternative zur mechanischen Demontage von Baugruppen und Lösung von Wertelementen (Dismantling)

Da sich das Entlöten der Baugruppen und die Pyrolyse zur Verfügbarmachung und Aufkonzentrierung der Wertstoffe als äußerst energie-, zeit- und personalaufwendig darstellte, wurden Versuche nach Monneron-Enaud et. al. (2020)<sup>2</sup> durchgeführt. Hierbei werden mikrobiologisch erzeugte saure Bergbauwässer genutzt, um die Einzelkomponenten von der Leiterplatte zu lösen (Dismantling). Die Zusammensetzung der verwendeten mikrobiellen Laugungslösung ist aus Tabelle 7 ersichtlich.

Tabelle 7: Zusammensetzung der mikrobiellen Laugungslösung

	Al	As	Co	Cu	Fe	Mn	Sb	Zn
[mg/l]	41,2	252,0	42,3	3.278	46.876	39,3	21,9	62,7

Hintergrund der Demontage ist, dass saure Bergbauwässer (AMD-Acid Mine Drainage) mit pH < 2,0 Eisen in Form von Fe(III) enthalten können. Fe(III) ist in der Lage, metallisches Kupfer/ Zink

<sup>2</sup> Monneron-Enaud, B.; Wiche, O.; Schlömann, M. (2020): Biodismantling, a Novel Application of Bioleaching in Recycling of Electronic Wastes. Recycling 2020, 5, 22; doi:10.3390/recycling5030022

(Messinglegierung) der Pins und das Zinn (zum Teil auch Blei) zu lösen. Dabei wird das Fe(III) zu Fe(II) reduziert. Nachdem das Fe als Fe(II) vorliegt, wird jedoch der Lösungsvorgang gestoppt.

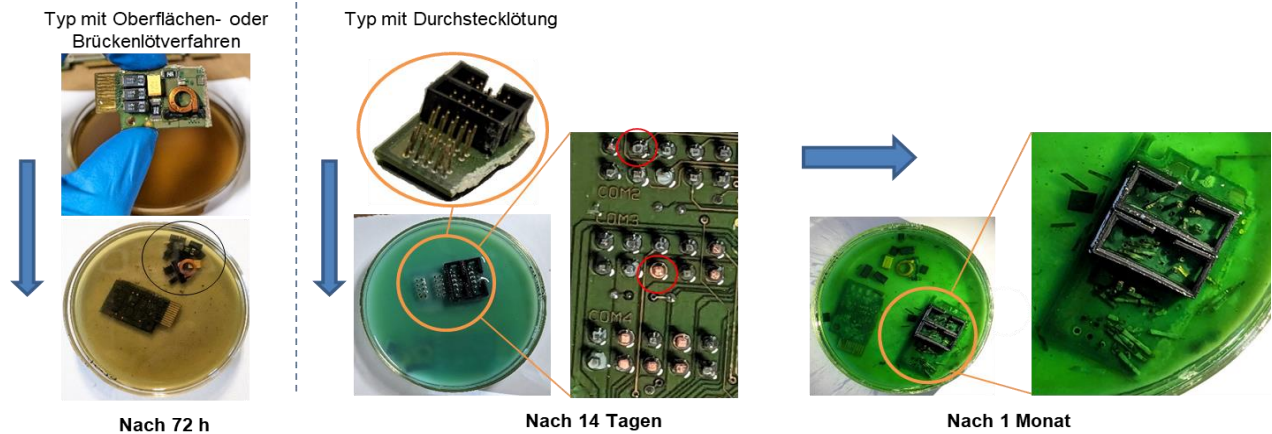


Abbildung 12: Dismantling einer Leiterplatte durch mikrobiell erzeugte saure Eisen(III)-Lösungen  
Die ersten Tests mit Fe(III)-Lösung waren sehr zufriedenstellend, so dass diese Tests erweitert wurden. Zusammenfassend kann festgestellt werden, dass die Demontage mittels Fe(III)-Lösung sehr erfolgreich war, die Bauteile sich von der Leiterplatte lösten und das Sn/Pb-Lot aufgelöst wurde.

#### Leiterplattendemontage durch mikrobielle Unterstützung

Aufbauend auf den Versuchen mit Bergbauwässern wurden die Dismantling-Tests variiert. 500 ml Eisen(III)sulfatlösung (Fe-Gehalt 25 g/l) wurden mit 100 ml Lösung beimpft, welche eisenoxidierende Bakterien enthielt. Hierbei wurden die Fe-oxidierenden Mikroorganismen deshalb gewählt, um das entstehende Fe(II) wieder zu Fe(III) zu oxidieren.

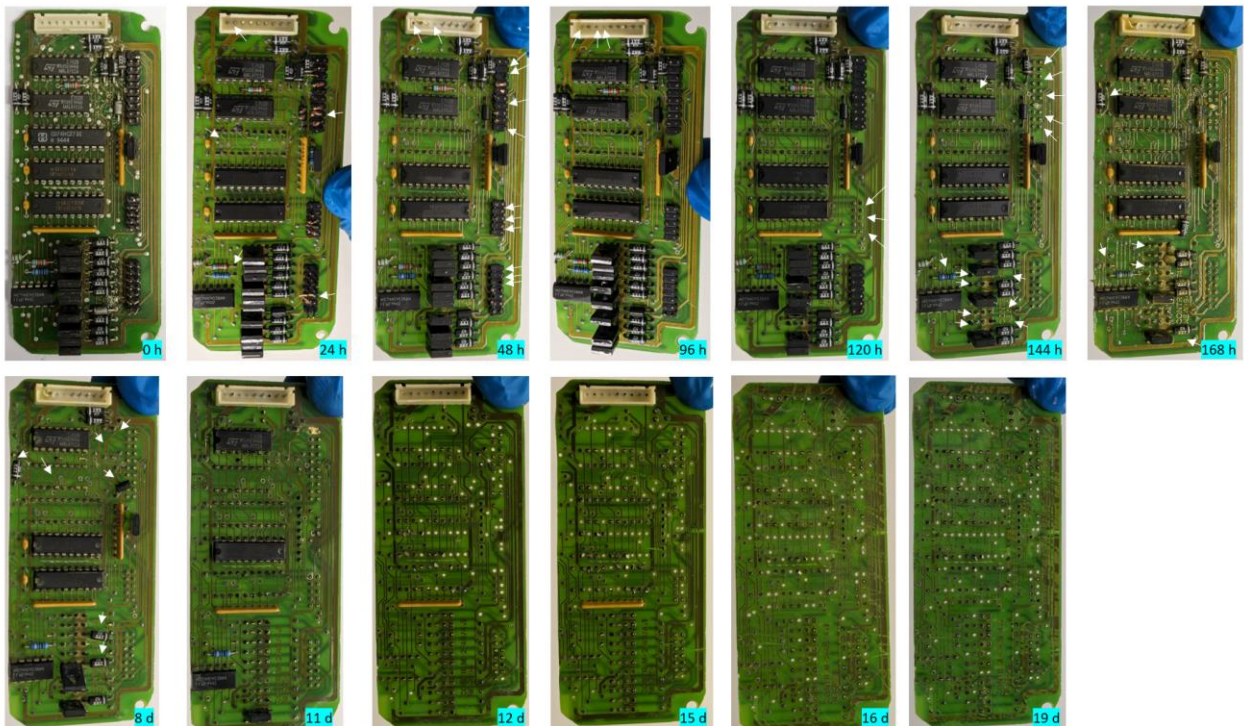


Abbildung 13: Verarbeitung einer zufällig ausgewählten LP mittels Eisen(III)sulfat und Eisen oxidierenden Mikroorganismen (weiße Punkte in den Fotos nach 12 Tagen sind freigelagte Löcher ohne jegliches Zinn und Kupfer)

Abbildung 13 zeigt die fortschreitende Zersetzung und Auflösung der Pins und der LP-Komponenten in der Laugungslösung. Nach 19 Tagen waren sämtliche Bauteile passiv abgefallen.

Die Tests wurden unter Berücksichtigung der notwendigen Lebensbedingungen der Mikroorganismen durchgeführt. Es wurden notwendige Nährstoffe zugeführt, die Laugungstemperatur betrug 30°C, die Suspension wurde gerührt und belüftet.

Weitere Ausführungen erfolgen unter dem Punkt Laugung im weiteren Verlauf.

#### Tests zur Entfernung der Schutzlackschicht

Ein entscheidendes Problem der Rückgewinnung der Wertkomponenten ist der Aufbau der Leiterplatte. Im vorhergehenden Kapitel wurde der Aufbau der unbestückten Leiterplatte dargestellt. In unserem Falle besteht der Leiterplattenkorpus aus Glasfaser mit verstärktem Epoxidharz, auf welchem beidseitig Doppelfolien mit Cu-Beschichtung aufgebracht wurden. Die Cu-Folien sind auf den Korpus aufgeklebt. Zusätzlich sind die Oberflächen der Leiterplatten durch einen Lack gegen unerwünschte Oxidation geschützt. Für eine biochemische Lösung der Wertmetalle müssen die metallhaltigen Oberflächen jedoch vom Lack befreit sein. Nach einer

Veröffentlichung von Moyo<sup>3</sup>, et al. (2020) wurden verschiedene Varianten und Methoden zur Behandlung/Entfernung des Lackes an den LP untersucht, z.B. Heißluft, Pyrolyse, mechanische Zerkleinerung u.a.. Eine erfolversprechende Methode davon ist die Behandlung des Lacks mit 10 M NaOH, die in einem Test durchgeführt wurde (Abbildung 14).



Abbildung 14: Entfernung bzw. Lockerung des Lacks an der LP mittels Natronlauge; links originale LP, rechts nach NaOH-Behandlung

Beim Vergleich der Fotos (Abbildung 14) wurde festgestellt, dass der Lack auf beiden Seiten der Leiterplattenoberfläche nach 8 Tagen in Natronlauge (Temperatur 20°C) leicht entfernt werden kann. Hierbei tritt ein Effekt auf, dass besonders auf den Kupferflächen der Lack stärker angegriffen und gelöst wird als auf dem Rest der LP.

Es bleibt jedoch die Herausforderung, dass die inneren Schichten der Leiterplattenfolie hierbei noch nicht freiliegen.

## Laugung

### Selektive chemische Laugung von Gold

Grundsätzlich liegt der Fokus des Teilvorhabens von G.E.O.S. auf der selektiven Laugung von Gold aus den Leiterplatten. Bezüglich des Aufbaues der Leiterplatten sind der effektiven Laugung von Gold jedoch Grenzen gesetzt. Das Gold kommt bevorzugt an den mechanisch beanspruchten Steckkontakten (Pins) vor. Diese sitzen zu ca. 30 % Oberfläche in einem Kunststoffgehäuse. Des Weiteren sind die Pins im Kontakt mit der Leiterplatte (Oberfläche ca. 10%) durch das Zinnlot überzogen. Das würde bedeuten, dass ca. 40 % Au nicht durch eine rein selektive Laugung verfügbar wäre, da das Gold oberflächlich durch andere Materialien verdeckt wird.

<sup>3</sup> Moyo, T., et al. (2020): Assessing alternative pre-treatment methods to promote metal recovery in the leaching of printed circuit boards Resources, Conservation and Recycling, Volume 152, January 2020, 104545

Ziel ist im Projekt, das Gold möglichst mittels ungiftiger, nicht aggressiver Lösungsmittel zu gewinnen. Dazu wurde eine Lösung nach Yang (2011)<sup>4</sup> aus Thioharnstoff /  $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$  (Lösung 1) und Thioharnstoff /  $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$  / Kaliumthiocyanat KSCN (Lösung 2) verwendet. Da als Ausgangsgröße die Komplettzusammensetzung der Steckerpins bekannt sein muss, wurde als erstes mittels Königswasserauszug die Gesamtmenge an Wertkomponenten bestimmt. Weiterhin wurde ein Auszug mittels Salpetersäure durchgeführt.

Neben Gold wurden alle anderen Wertmetalle in Lösung bestimmt.

Tabelle 8: Laugung relevanter Metalle (KW = Königswasser = 100%)

	KW	$\text{HNO}_3$	Lösung 1	Lösung 2
	%			
Pb	100	99,5	0,73	0,21
Au	100	5,9	-	15,4
Cu	100	97,5	12,5	1,3
Ni	100	102,1	65,4	72,5
Zn	100	101,5	16,4	3,1
Sn	100	47,0	0,2	9,2

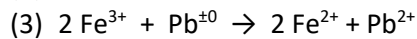
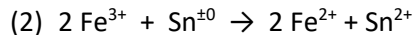
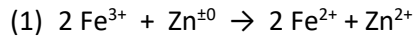
Mittels Salpetersäure wurden im Vergleich zu Königswasser = 100 % Pb, Cu, Ni, Zn vollständig, Au mit geringem Anteil und Sn zu 47 % gelöst (Rest Sn wurde als  $\text{SnO}_2$  ausgefällt). Mit Lösung 1 (ohne KSCN) wurde Au nicht gelöst, andere Metalle teilweise, vor allem Nickel. Durch Lösung 2 (mit KSCN) wurden 15,4 % Au, andere Metalle, außer Nickel, jedoch nur in sehr geringem Umfang gelöst. Die Tests nach der Vorschrift von Yang (2011) waren nur zum Teil erfolgreich. Daneben wurden weitere Verfahren getestet, um die Wertelemente der Leiterplatten möglichst kostengünstig und ohne toxische Reagenzien zu gewinnen.

#### Mikrobiologische Laugung der Leiterplatte

Wie bereits oben beschrieben, ist das Hauptproblem beim Recycling von Elektro- und Elektronikaltgeräten der Zugang zu den Metallen (Pins oder Kupferbahnen). Aus industrieller Sicht sind die üblichen Ansätze, wie z.B. Schreddern, Verbrennen, Mahlen, Fräsen etc., sehr energieintensiv. Ein weiteres Problem ist der Materialverlust der mechanischen Zerkleinerungsmethoden. Um dieses Problem zu lösen, kamen eisenoxidierende Bakterien, z.B. *Acidithiobacillus ferrooxidans* und *Leptospirillum ferriphilum*, zum Einsatz, um  $\text{Fe}^{2+}$  zu  $\text{Fe}^{3+}$  zu oxidieren. Da  $\text{Fe}^{3+}$  ein starkes Oxidationsmittel ist, oxidiert es die Metalle in lösliche Verbindungen,

<sup>4</sup> Yang, X., Moats, M.S., D. Miller, J.B., Wang, X., Shi, X. & Hui Xu, H. (2011): Thiourea–thiocyanate leaching system for gold. Hydrometallurgy 106, 58–63. doi:10.1016/j.hydromet.2010.11.018

aus denen das Lot einer Leiterplatte besteht (Sn, Zn, Pb), und wird dabei selbst wieder zu  $\text{Fe}^{2+}$  reduziert. Auf diese Weise werden die Bauteile freigesetzt. Die Eisenreduktion und Metalloxidation erfolgen nach diesen Reaktionsgleichungen:



Es wurden Versuche an verschiedenen Leiterplattentypen durchgeführt. Diese wurden mit einer mikrobiell hergestellten Lösung gelaugt. Die  $\text{Fe(III)}$ -Konzentration betrug ca. 40 g/l. Die Elemente Cu, Zn, Sn und Fe sowie das  $\text{Fe(II)/Fe(III)}$  Verhältnis wurden über die Laugungsdauer bestimmt.

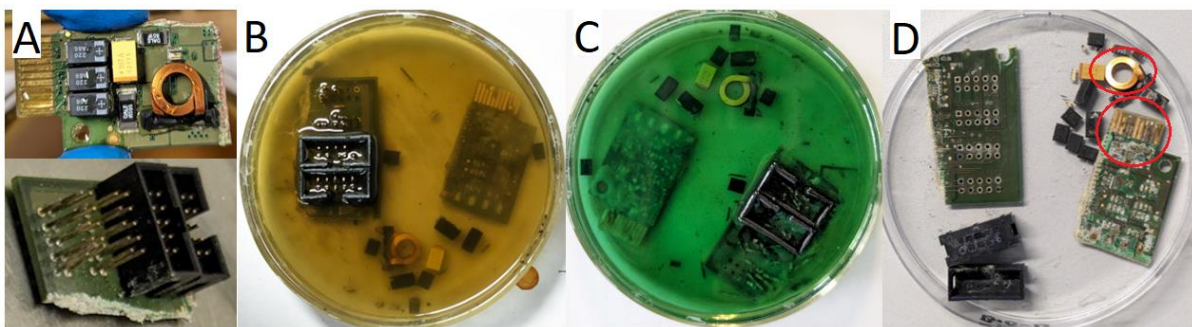


Abbildung 15: Durchführung des Versuchs mit  $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$  als Laugungsmittel

A) Querschnitt Leiterplatte B) Die Leiterplatte wird in eine Eisensulfat-Lösung getaucht (die Lösung ist braun  $\rightarrow \text{Fe}^{3+}$ ), C)  $\text{Fe}^{3+}$  wurde zu  $\text{Fe}^{2+}$  reduziert (Verfärbung nach grün  $\rightarrow \text{Fe}^{2+}$ ), D) vollständige Auflösung der Metalle

Für alle genutzten Löttechniken, Durchsteck- und Brückenlötungen, wurden die Versuche mit Eisensulfatlösung erfolgreich durchgeführt. Schwankungen der Parameter pH-Wert, Eisenkonzentration und mikrobielle Aktivität bestimmten die Unterschiede beim Erfolg der Auflösung der Leiterplatten.

Nach dem Einsatz von Bakterien zur Freisetzung der Bauteile auf einer Leiterplatte wurde festgestellt, dass der Prozess der Metallauflösung auch nach dem Entfernen der Bauteile andauerte. Fünf verschiedene Leiterplatten (insgesamt 2.638 g), die sich in Herstellerfirma, Farbe und Bauteilen unterschieden, wurden daher für weiterführende Versuche ausgewählt und mit 6,5 L mikrobieller Laugungslösung beaufschlagt.

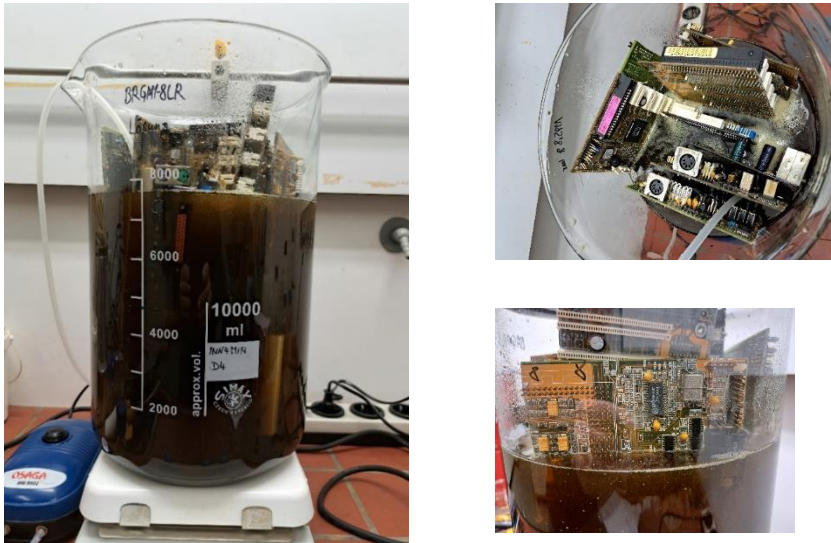


Abbildung 16: Mikrobielle Laugung von fünf Leiterplatten

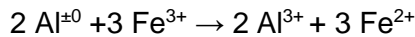
Die Elementzusammensetzung und die physikalischen Parameter wurden täglich analysiert.

Während des Versuchs schwankte das Redoxpotential zwischen 370-495 mV (Ag/AgCl), der pH-Wert stieg von 0,9 auf etwa 2,7, was unerwünscht war (wegen der Bildung von Jarosit oder anderen Eisenhydroxiden). Daher wurde er durch Zugabe von Schwefelsäure auf etwa 1,3 eingestellt. Die Mikroorganismenpopulation betrug  $2,03E+08$  Zellen/ml, die nach etwa einer Woche auf  $1,90E+09$  Zellen/ml anstieg. Die elektrische Leitfähigkeit der Lösung änderte sich nicht signifikant. Für die ablaufenden Reaktionen wurden zunächst die sichtbaren Veränderungen auf der Leiterplatte (Veränderung des Lötmaterials und des Zustands der Pins in den Bauteilen) beobachtet. Die Farbe der Laugungslösung veränderte sich bereits nach einem Tag (dunkelgrün) und der Gehalt an  $Fe^{2+}$  stieg von 1,06 g/L auf 25,2 g/L.

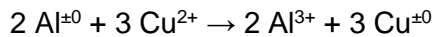
Obwohl erste Veränderungen an den Pins bereits nach 24 Stunden festgestellt wurden, waren 98% der Metalle (Pins) erst nach 28 Tagen aufgelöst. Die Tests ergaben, dass sich die Steckerpins vom ungeschützten, nicht Gold bedeckten Kopf zuerst auflösten. Der aus Messing bestehende Korpus der Steckerpins wird komplett aufgelöst, Kupfer und Zink gehen in Lösung. Zurück bleibt ein hohler dünner Mantel aus Gold, zum Teil mit Nickelaufgabe, welche eine Kontaktschicht zwischen Messingkorpus und Gold bildet.

Freigesetztes Kupfer wurde während dessen Auflösung temporär auf unedleren Elementen wie Eisen, Zinn und Aluminium zementiert. Beispielhaft wird dieser Vorgang für Aluminium erläutert.

Metallisches Aluminium der Elektrolytkondensatoren reduziert  $Fe^{3+}$  zu  $Fe^{2+}$ :

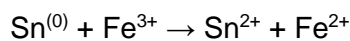


$\text{Cu}^{2+}$ , das durch die Reaktion von Eisen(III)sulfat und metallischem Kupfer bereits in Lösung war, wird durch Aluminium wiederum zu metallischem Kupfer reduziert und auf der Aluminiumoberfläche abgeschieden (zementiert):

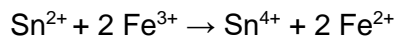


Nach vollständiger Auflösung von Aluminium geht Kupfer dann wieder in Lösung.

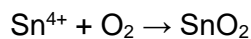
Eine weitere wichtige Reaktion wurde für die Auflösung des Lötzinns beobachtet. Fe(III) greift Lötzinn an und löst dieses komplett auf. Hierbei findet folgende Reaktion statt:



Bei steigendem Redoxpotential und Fe(III) reagiert das  $\text{Sn}^{2+}$  weiter zu  $\text{Sn}^{4+}$  gemäß der Gleichung:



$\text{Sn}^{4+}$  bleibt nicht stabil in Lösung, reagiert zu  $\text{SnO}_2$  und fällt als weißer Niederschlag aus.



Der Niederschlag sedimentiert, ist extrem feinkörnig und kaum filtrierbar. In der Lösung wurden nur geringe gelöste Anteile an Zinn gemessen. Dieser Vorgang ist für die Gesamtreaktion äußerst günstig, da Zinn ein toxisches Element gegenüber Mikroorganismen darstellt, und somit keine Anreicherung von Zinn in der löslichen Phase stattfindet.

Wie oben für Aluminium beschrieben, scheidet sich freigesetztes Kupfer temporär auch auf dem unedleren Zinn ab. Temporär deshalb, da es wieder in Lösung geht, wenn Zinn (wie Aluminium) durch Fe(III) komplett oxidiert ist.

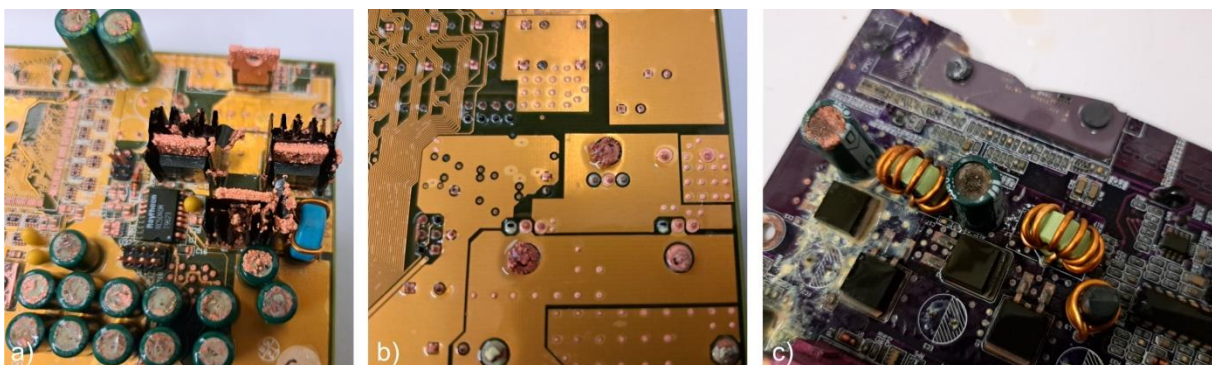
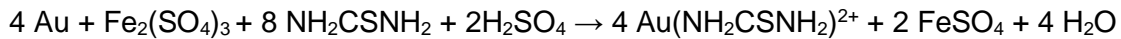


Abbildung 17: a/b) Zementation von Cu auf Fe (Kühlkörper), Al (Elektrolytkondensatoren) und Sn (Lötunkte); Lackummantelte Spulendrähte werden nicht angelöst

## Behandlung der Laugungsrückstände mit Thioharnstoff, Eisen(III)sulfat und Schwefelsäure

Nach der mikrobiellen Laugung der Leiterplatten bleibt neben den unlöslichen Bestandteilen der Bauelemente ein Laugungsrückstand zurück, der im Wesentlichen aus SnO<sub>2</sub>-Hydroxid/Oxid, Gold und etwas Jarosit besteht. Ziel ist es hierbei aus dem Rückstand das Gold zu extrahieren.

Die Laugungsrückstände mit dem Wertmetall Gold wurden mit einer schwefelsauren Thioharnstofflösung nach Li 2006<sup>5</sup> weiterverarbeitet, um das Gold in Lösung zu bringen. Bei der Reaktion von Thioharnstoff (CH<sub>4</sub>N<sub>2</sub>S) mit Eisensulfat (Fe<sub>2</sub>(SO<sub>4</sub>)<sub>3</sub>) und metallischem Gold (Au<sup>0</sup>) wirkt Thioharnstoff als Komplexbildner und Fe<sup>3+</sup>-Ionen als Oxidationsmittel, wie in der folgenden Reaktionsgleichung dargestellt:



Thioharnstoff reagiert mit Eisen(III)sulfat zum instabilen Nebenprodukt Formamidindisulfid ([NH=C(NH<sub>2</sub>)<sub>2</sub>S<sub>2</sub>), welches metallisches Gold komplexiert und auflöst.

Die Rückstände nach der Biolaugung der Leiterplatten wurden drei Tage behandelt. Proben wurden nach 1, 2, 24, 48 und 72 Stunden entnommen. Im Ergebnis zeigte sich, dass bereits nach 1 Stunde 96% des Goldes, das nachfolgend zurückgewonnen werden kann (durch Zementation an Cu-Metall oder mit Hilfe des Reduktionsmittels Natriumdisulfit), in Lösung war.

### 1.4.2 Untersuchungen an Erzen

#### Vorbemerkungen

Das von McArthur und den Brüdern Forrest entwickelte und seit 1888 patentierte Verfahren der Goldlaugung in einer alkalischen Cyanidlösung ist weithin bekannt<sup>6</sup>. Trotz seiner weiten Verbreitung bestehen jedoch nach wie vor erhebliche umweltrelevante Probleme im Zusammenhang mit der Verwendung von Cyanid. Grundsätzlich lässt sich Gold-Erz auf unterschiedliche Weise laugen – abhängig von seiner mineralogischen Zusammensetzung (siehe Tabelle 9).

<sup>5</sup> Li J., Miller J. D. (2006) A review of gold leaching in acid thiourea solutions. Miner Process Extr Metall Review 27: 177-214.

<sup>6</sup> Wang, J.; et al. 2021; A review of biocyanidation as a sustainable route for gold recovery from primary and secondary low-grade resources (<https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2021.126457>)

Tabelle 9: Laugungsmethoden, -materialien für Gold<sup>7</sup>

Leaching Reagent	Oxidant Use	Au Complex in Solution	Optimum pH
* <i>Alkaline system</i>			
Cyanide	O <sub>2</sub>	Au(CN) <sub>2</sub> <sup>-</sup>	pH>10
Ammonia-cyanide	O <sub>2</sub>	Au(CN) <sub>2</sub> <sup>-</sup>	pH>10
Organic Nitriles	O <sub>2</sub>	Au[CH(CN) <sub>2</sub> ] <sub>2</sub> <sup>-</sup>	pH>7
Calcium cyanoforn	O <sub>2</sub>	Au[C(CN) <sub>3</sub> ] <sub>2</sub>	pH>10
* <i>Neutral system</i>			
Thiosulfate	O <sub>2</sub>	Au(S <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ) <sub>2</sub> <sup>3-</sup>	pH>7
Bromocyanide	Br <sub>2</sub> , CN	Au(CN) <sub>2</sub>	pH=7
Bromine	Br <sub>2</sub>	AuBr <sub>4</sub>	pH=7
* <i>Acid system</i>			
Chlorine	Cl <sub>2</sub>	AuCl <sub>4</sub> <sup>-</sup>	pH<2
Ferric chloride	Fe <sup>3+</sup>	AuCl <sub>4</sub> <sup>-</sup>	pH<2
Thiocyanate	Fe <sup>3+</sup> , H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	Au(SCN) <sub>4</sub> <sup>-</sup>	pH<3
Thiourea	Fe <sup>3+</sup> , H <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	Au[CS(NH <sub>2</sub> ) <sub>2</sub> ] <sub>2</sub> <sup>+</sup>	pH<2, 3>

Bei der Entscheidungsfindung über den geeigneten Verarbeitungsprozess mussten insbesondere folgende Eigenschaften des Erzes berücksichtigt werden, da sie eine zentrale Rolle spielen: der Goldgehalt, die mineralogische Zusammensetzung des Erzes, die Konzentration und die Freisetzungseigenschaften weiterer wertvoller Minerale, der Gehalt an Kontaminanten, die Korngrößenverteilung des Goldes, der Typ der Goldminerale sowie die Art der Gangartminerale und die relativen Eigenschaften der goldführenden Minerale.

Da Thioharnstoff teurer ist als Cyanid basierte Laugungslösungen, suchte man nach Wegen, seinen Einsatz effizienter zu gestalten. Dabei kam Natriumoxalat zum Einsatz, um die Stabilität von Thioharnstoff in der Lösung zu verbessern<sup>8</sup>.

Hintergrund ist die chemische Reaktion, bei der Thioharnstoff relativ schnell in Formamidin-Disulfid umgewandelt wird. Dieses kann zwar wiederum in Thioharnstoff und Schwefelverbindungen (wie Sulfonspezies oder elementaren Schwefel) zerfallen, ist aber gleichzeitig auch der Hauptbestandteil, der mit Gold einen Komplex bildet.

<sup>7</sup> Sparrow, G. J. und Woodcock, J. T. 1988; Cyanide and other lixiviant leaching systems for gold with some practical applications

<sup>8</sup> Li, K.; et al. 2024; Thiourea leaching of gold\_role of oxalate (<https://doi.org/10.1016/j.mineng.2023.108550>)

### Golderz – Proben und deren Untersuchung

Vom Projektpartner, der Universität Porto, wurden Gold-Erzproben aus zwei Lagerstätten – Banjas<sup>9</sup> und Numão – zur Verfügung gestellt. Die Probe aus Banjas wies mit 49 mg/kg einen höheren Goldgehalt auf als die von Numão (39 mg/kg). Für die Goldlaugung wurde das Erz von Banjas genutzt.

Tabelle 10: Elementare Zusammensetzung der Probe B#-2\_O (Banjas)

Element	Gehalt	Element	Gehalt
Ag	49 mg/kg	Zn	460 mg/kg
As	2250 mg/kg	S	2,9 %
Pb	820 mg/kg	Fe	12,1 %

### Vorbereitung Erzes

Die Golderzprobe aus Banjas wurde bereits vor ihrer Lieferung durch den Projektpartner, der Universität Porto in die Fraktionen >2 mm und <2 mm geteilt. Die Teilprobe >2 mm wurde mittels Electric Pulse Fragmentation behandelt, um sie für die hydrometallurgische Weiterverarbeitung vorzubereiten. Die Teilprobe <2 mm wurde mittels Flotation, Schütteltisch und Falcon-Konzentrat angereichert und anschließend ebenfalls hydrometallurgisch behandelt.

### Golderz – Versuchsergebnisse der Laugung mit Thioharnstoff, Eisen(III)sulfat und Schwefelsäure

Die übergebene Erzprobe <2 mm wurde geteilt und die Teilproben über verschiedene Zeiträume von 0,5 h, 1 h und 8 h und unterschiedlicher Laugungsmittelzusammensetzung von Thioharnstoff, Eisen(III)sulfat und Schwefelsäure gelaut. Es kann festgestellt werden, dass innerhalb der Chargen L1- 3 und L4 bis 8 keine nennenswerten Unterschiede in der Ausbeute in Abhängigkeit von der Laugungsdauer besteht. Die Laugungsrate erhöht sich allerdings nachweislich mit der Konzentration der eingesetzten Laugungsmittel Thioharnstoff, Eisen(III)sulfat und Schwefelsäure (Tabelle 11).

<sup>9</sup> Die Lagerstätte Banjas befindet sich im iberischen Variszikum (Nordportugal), an der Ostseite der Valongo-Antiklinale. Sie ist Teil des gold-antimonreichen Douro-Gürtels. Die Mineralisierung wird in mehrere Typen unterteilt: Sb-Au und Au-As-reiche Zonen sowie Au-arme Pb-Zn-(Ag) und W-Sn-Bereiche.

Tabelle 11: Ergebnisse der Laugungsversuche mit Thioharnstoff, Eisen(III)sulfat und Schwefelsäure (kg/t Chemikalien pro Tonne Erz)

Probe	Tu	Fe <sub>2</sub> (SO <sub>4</sub> ) <sub>3</sub>	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	Dauer	pH	Eh	LF	Au-Ausbeute
	[kg/t]	[kg/t]	[kg/t]	[h]		[mV]	[mS/cm]	[%]
L1	8	6	10	0,5	1,7	282	17	18%
L2	8	6	10	1	2,4	233	12	(32%)
L3	8	6	10	8	1,9	305	18	14%
L4	84	18	20	0,5	1,6	175	24	44%
L5	84	18	20	1	3,5	165	11	40%
L6	84	18	20	8	2,1	179	20	45%
L7	168	18	20	24	2,6	147	22,5	51%

In einem weiteren Versuch wurde die Laugung mit einer höheren Konzentration von Thioharnstoff durchgeführt (168 g/L Tu – L7). Diese Konzentration entspricht einem Verhältnis von 16,8 Ma-% von Thioharnstoff im Vergleich zum Erz. Damit konnte zwar eine Goldausbeute von 51 % erreicht werden, was allerdings nicht den Einsatz der erhöhten Gaben von Thioharnstoff rechtfertigt.

#### Golderz – Versuchsergebnisse der Laugung mit Natriumoxalat, Thioharnstoff, Eisen(III)sulfat und Schwefelsäure

Anschließend wurde die Konzentration von Thioharnstoff bei 168 kg/t gehalten, Natriumoxalat als Komplexbildner hinzugefügt, was zu einer höheren Goldausbeute von 67% führte (Probe L11, Tabelle 12).

Tabelle 12: Ergebnisse der Laugungsversuche mit Natriumoxalat, Thioharnstoff, Eisen(III)sulfat und Schwefelsäure (kg/t Chemikalien pro Tonne Erz)

Probe	Tu	Na-Oxalat	Fe <sub>2</sub> (SO <sub>4</sub> ) <sub>3</sub>	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	pH	Eh	LF	Au-Ausbeute
	[kg/t]	[kg/t]	[kg/t]	[kg/t]		[mV]	[mS/cm]	[%]
L11	168	148	40	40	1,8	186	44	67%

#### Golderz – Versuchsergebnisse der Laugung mit Natriumthiocyanat, Thioharnstoff, Eisen(III)sulfat und Schwefelsäure

Im Vergleich zum Einsatz des Komplexbildners Natriumoxalat (L11) wurde ein Versuch mit Natriumthiocyanat durchgeführt (Tabelle 13). Dieser Versuch führte zu einer Goldlaugungsrate von 61% und liegt damit im gleichen Bereich (Na-Oxalat 67%).

Tabelle 13: Ergebnisse der Laugungsversuche mit Natriumthiocyanat, Thioharnstoff, Eisen(III)sulfat und Schwefelsäure (kg/t Chemikalien pro Tonne Erz)

Probe	Tu	NaSCN	Fe <sub>2</sub> (SO <sub>4</sub> ) <sub>3</sub>	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	pH	Eh	LF	Au-Ausbeute
	[kg/t]	[kg/t]	[kg/t]	[kg/t]		[mV]	[mS/cm]	[%]
L12	168	84	40	20	2,1	180	31,1	61%

### Golderz – Versuchsergebnisse der Laugung des Sulfidkonzentrates mit Thioharnstoff

Um die Au-Konzentration des Erzes zu erhöhen und um qualitativ die Laugung des Goldes genauer zu beobachten, wurde eine Teilprobe des Erzes auf <300 µm gemahlen und ein Schwerekonzentrat aus der Korngrößenfraktion 60 bis 200 µm mittels Nassherd hergestellt. Hierbei wurden die hauptsächlichen Sulfide Pyrit, Arsenopyrit, Galenit, Chalkopyrit, Sphalerit und Gold um den Faktor 20 angereichert. Es wird angenommen, dass es nicht zu einer selektiven Zerkleinerung der Minerale während des Brechens und Siebens kam. Von dem Konzentrat wurde ein Dickschliff angefertigt, in welchem die Sulfide und das Gold mikroskopiert wurden (Abbildung 18).

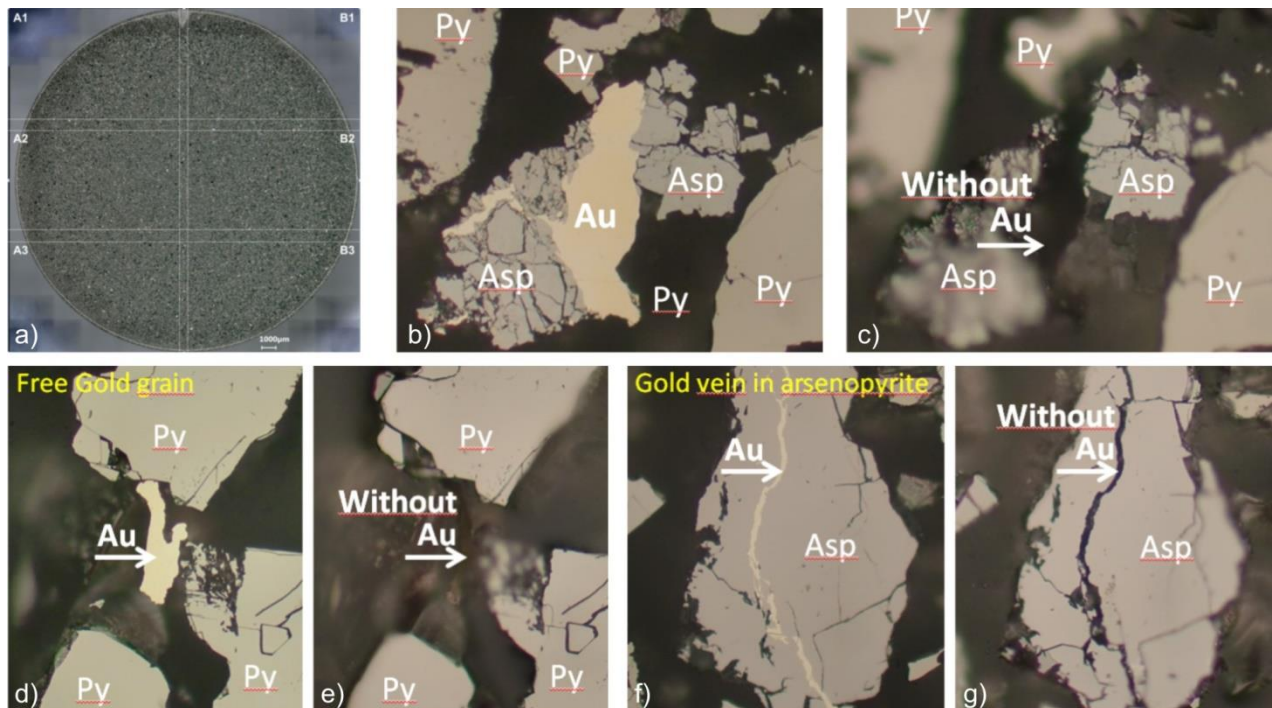


Abbildung 18: Laugung des Sulfidkonzentrat-Schliffes (a) in sulfatsaurer Thioharnstofflösung; b, d, f) ungelautete Probe mit deutlich sichtbarem Au; c, e, g) gelaugte Probe ohne Au

Anschließend wurde der Schliff in die Laugungslösung nach L1 (Tabelle 11) für 4 h eingebracht und wieder mikroskopiert. Anstelle der Goldkörner (durchschnittlich 10-20 µm) waren nur noch

Löcher vorhanden. Die Sulfide wurden in dieser Zeit nicht angegriffen. Eine Verkürzung der Laugungsdauer auf 60 Sekunden ergab, dass schon nach dieser kurzen Zeit ca. 3-4 µm tiefe Ätzspuren in den Goldkörnern entstanden, ohne dass die anderen Sulfide angegriffen wurden. Die Ergebnisse per optischer Mikroskopie am Schliff zeigten, dass das Gold sehr selektiv gegenüber den Sulfiden gelöst wird.

Für quantitative Betrachtungen wurde das Konzentrat auf <60 µm gemahlen und einer Thioharnstoff-Laugung nach L1 (Tabelle 11) unterzogen. Es wurde eine Laugungseffizienz von 49 % erhalten.

### **Goldlaugung – Fazit**

Zusammenfassend kann abgeleitet werden, dass eine Laugungslösung mit Thioharnstoff, Eisen(III)sulfat, Schwefelsäure als Grundzusammensetzung, alternativ in Kombination mit Natriumoxalat oder Natriumthiocyanat, zu einer Au-Ausbeute von über 60% führen kann.

Voraussetzung ist jedoch, dass das Gold mit dem Laugungsmedium physisch in Kontakt treten kann, was durch entsprechendes Mahlen gewährleistet wird.

Die Ergebnisse der Laugungseffizienz von „nur“ 50-60% implizieren weiterhin, dass das nicht gelaugte Gold entweder noch als Mikropartikel in den Sulfiden eingeschlossen ist oder dass das Gold im Kristallgitter der Sulfide (Arsenopyrit und Pyrit) eingebaut ist. In letzterem Falle muss das Sulfid komplett aufgelöst sein, um das Gold freizusetzen. Erst dann kann es durch die Thioharnstofflösung angegriffen werden.

Der Verbrauch an Thioharnstoff impliziert jedoch, dass die Methode eher für Au-angereicherte Konzentrate oder entsprechend aufbereitete Rückstände von Leiterplatten, aber weniger für reines Erz geeignet ist.

## 2 Zweckmäßigkeit der Kosten

Die wichtigsten Positionen des zahlenmäßigen Nachweises sind in der folgenden Tabelle zusammengefasst.

Tabelle 14: Wichtigste Positionen des zahlenmäßigen Nachweises

Position	Gesamt- vorkalkulation (€)	Gesamt- nachkalkulation (€) <sup>*)</sup>
0813 Material	12.000,00	6.090,64
0823 FE-Fremdleistungen	0,00	0,00
0837 Personalkosten	288.740,00	288.680,06
0838 Reisekosten	5.500,00	3.164,42
0847 Abschreibungen auf vorhabenspezifische Anlagen	0,00	0,00
0848 Abschreibungen auf sonstige genutzte Anlagen des FE-Bereichs	0,00	0,00
0850 sonstige unmittelbare Vorhabenkosten	3.500,00	3.088,13
<b>0855 Summe</b> unmittelbare Vorhabenkosten (Pos. 0813 – 0850)	<b>309.740,00</b>	<b>301.023,25</b>
0856 Kosten innerbetrieblicher Leistungen	0,00	0,00
0860 Verwaltungskosten	33.500,00	32.959,22
<b>0881 gesamte Selbstkosten des Vorhabens</b> (Summe Pos. 0855 – 0860)	<b>343.240,00</b>	<b>333.982,47</b>
Eigenmittel	171.620,00	166.991,23
Förderung	171.620,00	166.991,24

\*) In der Gesamtnachkalkulation dürfen als mit Marktpreisen kalkulierte Teilleistungen höchstens 20 % des der Bewilligung zugrunde liegenden Selbstkostenhöchstbetrages angesetzt werden.

## 3 Zur Notwendigkeit und Angemessenheit der geleisteten Arbeiten

Die Bewertung des Nutzens neuer Verfahren ist nötig, um Fördergebern oder auch Investoren bei zukünftigen Entscheidungen über eine weitere Förderung/Investition als Grundlage zu dienen. Darüber hinaus ist sie wichtig für die Technologieentwickler selbst, um bei der weiteren Entwicklung der Technologien gezielt Maßnahmen ergreifen zu können, die den Nutzen der Technologien steigern bzw. aktuelle Defizite beseitigen.

Im Mittelpunkt des Projektes stand die Entwicklung einer Technologie für die Gewinnung von Gold und kritischen Elementen aus Erzen und Elektronikschrott, die eine perspektivische Alternative zu den jetzigen Aufbereitungsmethoden werden könnte. Das Ziel des Forschungsvorhabens wurde erfolgreich abgeschlossen.

---

## 4 Verwertung

Die aus dem Vorhaben gewonnenen Empfehlungen für die weitere Optimierung der Prozesse können von allen Projektpartnern in weiterführenden Arbeiten genutzt werden. G.E.O.S. erlangte in den Laugungs- und Downstream-Prozessen neue Erkenntnisse zu Freisetzungs- und Gewinnungsmethoden von Gold und anderen Wertmetallen aus Elektronikschrott und Erzen im laborativen Maßstab.

Die detaillierte Literaturrecherche zu möglichen Aufbereitungsoptionen hat zu einem enormen Kenntnisgewinn hinsichtlich noch offener Ansatzpunkte für weiteren Forschungs- und Entwicklungsbedarf geführt. Diese Kenntnisse können zukünftig zur Entwicklung neuer Forschungsprojekte mit der Industrie genutzt werden, um den Dienstleistungsbereich zur Aufbereitung von Primär- und Sekundärrohstoffen von G.E.O.S. weiter auszubauen.

Die Technologieentwicklung innerhalb des Projektes hat zu einer deutlichen Erhöhung des TRL geführt (TRL 5).

Eine Bewertung der funktionalen und wirtschaftlichen Vorteile der im Gesamtprojekt erarbeiteten Technologie ist von den Ergebnissen eines Upscalings und demzufolge von der Optimierung der Technologie abhängig. Diese ist Voraussetzung für eine umfassende Risikobewertung, die wiederum Entscheidungsgrundlage für potenzielle Anwender des Verfahrens sein wird. Dies bleibt nachfolgenden Forschungsprojekten mit einer höheren TRL vorbehalten, die dringend erforderlich sind.

Ergebnisse aus dem Projekt werden nach Projektende durch Vorträge in Foren und auf Konferenzen der interessierten Fachwelt zur Verfügung gestellt, weil sie von erheblichem Interesse für die Zukunft bei der Suche nach Potential an strategischen Rohstoffen sind. Es wurden während der Durchführung des Vorhabens keine relevanten Ergebnisse durch Arbeiten Dritter verzeichnet, die nicht bereits im Text erwähnt wurden.

Die internationale Zusammenarbeit und Vernetzung der Projektpartner müssen aufrechterhalten werden. Die derzeitigen internationalen Bestrebungen zur Entwicklung von kostengünstigen Verfahren und die Entwicklung am Markt, die zunehmend zur Anwendung sogenannter „Green Technologies“ tendiert, könnten in Zukunft zu erhöhten Chancen führen.

G.E.O.S. hat keine Schutzrechtsanmeldungen in Bezug auf das Projekt und dessen Ergebnisse vorgenommen.

## **5 Veröffentlichungen**

Amiribostanabad, M.; Haubrich, F.; Pinka, J.; Martin, M.: Microbial extraction of critical raw materials and gold recovery from outdated printed circuit boards, Nova Biotechnol. Chim. (2024) 23(2): e2101 DOI: 10.34135/nbc.2101