

*Projektträgerschaft
Material- und Rohstoffforschung*

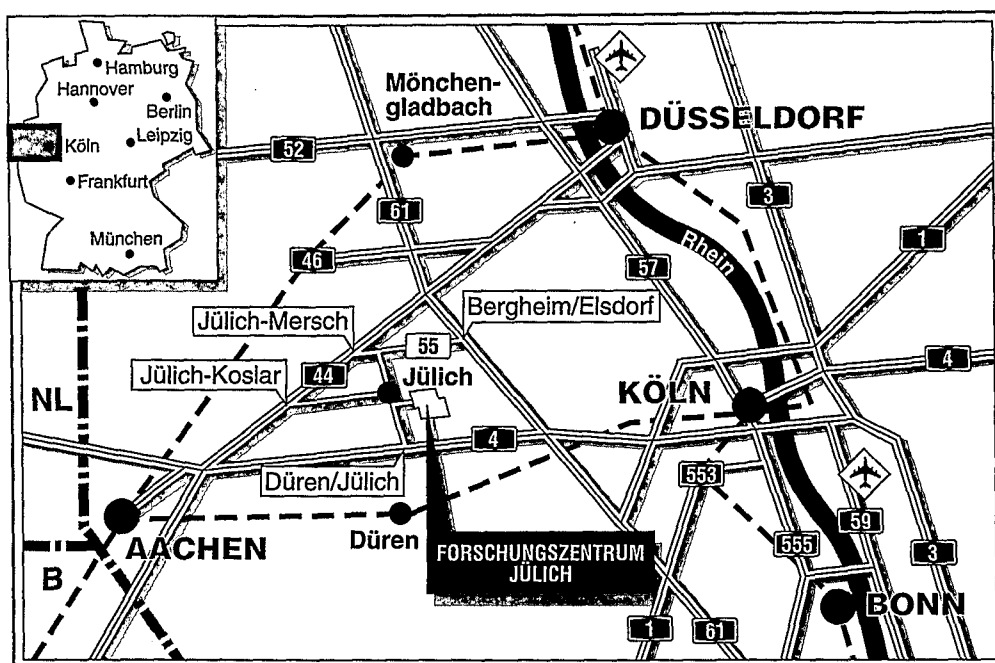
**Mikrobielle Laugung
von Armerzen**

Deutsch-Rumänische Zusammenarbeit

Seminar 17.–18. April 1991, Jülich

herausgegeben von

A. Noske



Berichte des Forschungszentrums Jülich ; 2504

ISSN 0366-0885

Projekträgerschaft Material- und Rohstoffforschung Jüli-2504

Zu beziehen durch: Forschungszentrum Jülich GmbH · Zentralbibliothek
Postfach 19 13 · D-5170 Jülich · Bundesrepublik Deutschland
Telefon: 02461/61-6102 · Telefax: 02461/61-6103 · Telex: 833556-70 kfa d

Mikrobielle Laugung von Armerzen

Deutsch-Rumänische Zusammenarbeit

Seminar 17.–18. April 1991, Jülich

herausgegeben von

A. Noske

Inhaltsverzeichnis

	Seite
Vorwort	1
1. Chemische Laugung von sulfidischem Armerz der Mina Ilba/Baia Mare <i>E. Gock, TU Clausthal</i>	5
2. Versuche betreffs Cu- und Zn-Verwertung von dem Erz Ilba-Venera (Romania) mit bakterieller Laugung <i>M. Jelea, Mining Research and Design Institute, Baia Mare</i>	43
3. Entwicklung und Überwachung des insitu- Experimentes in der Mine Ilba, Rumänien <i>K. Rohde, Universität Hamburg</i>	73
4. Nitrifikanten aus Laugungsbiotopen <i>K. Kirstein, Universität Hamburg</i>	89
5. Heterotrophe Mikroorganismen aus rumänischen Erzlaugungsbiotopen <i>A. Dorrong, TU Braunschweig</i>	105
6. Simulation of the microbial leaching process on percolators with the micro- organisms used in Ilba Mine application <i>I. Lazar, Romanian Academy, Bukarest</i>	133
7. Erweiterungsmöglichkeiten der Kupferge- winnung durch die bakterielle Laugung Untertage <i>C. Gilca, Mining Research and Design Institute, Baia Mare</i>	153

Vorwort

Bei der Mine Ilba, Baia Mare, Rumänien, wird ein Cu-Zn-Erz abgebaut, das bis jetzt hauptsächlich in rumänischen Hütten verarbeitet wurde, da sich für die Konzentrate aufgrund zu geringen Wertstoffinhaltes auf dem Weltmarkt keine Abnehmer finden lassen. Als Folge der politischen und wirtschaftlichen Situation in Rumänien sind einige Hütten und Abbau-Reviere, vor allem diejenigen, bei denen vorwiegend nur noch Armerze anstehen, nicht mehr in Betrieb.

Im Rahmen der seit 1987 bestehenden Deutsch-Rumänischen-Zusammenarbeit zur bakteriellen Laugung von Cu- und Zn-haltigem Armerz wurden Untersuchungen zur Besiedelung sulfidischer Bergwerksbiotope in rumänischen Erzgruben mit lithoautotrophen und heterotrophen Mikroorganismen durchgeführt und diese sowohl qualitativ als auch quantitativ charakterisiert.

In einer zweiten Phase wurden Perkolatorversuche im Labormaßstab zur Laugungsaktivität der isolierten Mikroorganismen durchgeführt.

Im August 1990 startete ein in situ-Pilotversuch im Untertagebau der Mine Ilba. Dazu wurde ein 10 m x 10 m x 1 m mächtiger Erzkörper durch Sprengungen gelockert und mit 6 m³ mikrobieller Laugeflüssigkeit beimpft. Aus der Reichlauge sollen die gelösten Metalle durch Fällung bzw. Solventextraktion zurückgewonnen werden.

Der Vorteil der Biohydrometallurgie liegt darin, daß der Abbau der Erze weitgehend und deren Aufbereitung ganz entfallen kann. Zudem lohnt sich die Gewinnung von Wertmetallinhalten aus Armerzen. Aus diesem Grund werden dieser Methode für die Zukunft große Chancen eingeräumt, wobei gleichzeitig die traditionellen Märkte der Aufbereitungstechnik eingeschränkt werden.

Die mit der Abwicklung des Förderschwerpunktes Erzgewinnung und -aufbereitung beauftragte Projektträgerschaft Material- und Rohstoffforschung (PLR) veranstaltete am 17./18. April 1991 in

Jülich ein Symposium "Bakterielle Erzlaugung", um in einer Zwischenbilanz den Austausch der bisher erreichten Forschungsergebnisse zu erleichtern und damit die zukünftige Vorgehensweise abzustimmen.

An diesem Symposium nahmen ca. 20 Forscher aus deutschen und rumänischen Hochschul- bzw. Forschungsinstituten sowie der anlagenbauenden Industrie teil.

Der vorliegende Band enthält die Manuskripte der Vorträge des Symposiums, die sowohl den gegenwärtigen Entwicklungsstand beschreiben als auch Anforderungsprofile an zukünftige Arbeiten aufzeigen.

Die bisherigen Ergebnisse zeigen, daß in dem laufenden Feldexperiment die Verluste an Laugeflüssigkeit durch die Schräglage des Erzkörpers wahrscheinlich $2/3$ der Anfangsmenge betragen. Hinsichtlich einer Optimierung des Pilotversuches sind daher noch einige Arbeiten zu der Abdichtung zum Nebengestein, zur Einrichtung zusätzlicher Aufgabemöglichkeiten für die Laugeflüssigkeit im Erzkörper sowie einer optimalen Sauerstoff- und pH-Wert-Kontrolle notwendig. Da sich offensichtlich die Vorgänge der chemischen und der mikrobiellen Laugung überlagern, muß die Hydromechanik der Lauge im Erz geklärt werden.

Aus Sicht des Industrie-Anlagenbaus eröffnet die in situ-Laugung zukünftig die Möglichkeit zum Bau von Fermentationsanlagen für die Herstellung von Zellmasse oder von Aufarbeitungsanlagen für die anfallenden Reichlaugen.

Von rumänischer Seite liegen Pläne für eine Übertragung auf einen industriellen Maßstab vor (ca. 700.000 t Erz). Vor solchen Überlegungen müssen die wirtschaftlichen Rahmenbedingungen näher untersucht werden. Desweiteren ist die Umweltrelevanz der Reichlaugenabreicherung, der Chemikalienverbrauch, die Korrosion, etc. zu klären.

Für weitere Detailinformationen über die laufenden Projekte sei auf den Jahresbericht Stofftrennung und Stoffanreicherung 1990 verwiesen, der ab August 1991 bei PLR bezogen werden kann.

Ich danke allen Vortragenden für ihre umfassenden Beiträge und die Bereitstellung Ihrer Manuskripte. Ferner bedanke ich mich bei allen Teilnehmern für die anregenden Diskussionsbeiträge, die einen offenen Erfahrungsaustausch erst ermöglichten.

Jülich, Juli 1991

A. Noske

Chemische Laugung von sulfidischem Armerz der Mina Ilba/Baia Mare

Prof. Dr.-Ing. E. Gock

Dipl.-Geol. H. Saheli

Inhalt

1. Vorbemerkungen
2. Probenmaterial
 - 2.1 Mineralogische Diagnose
 - 2.2 Metallverteilungsanalyse
 - 2.3 Herstellung von Erzkonzentraten durch Dichtesortierung
3. Laugeversuche
 - 3.1 Schüttelversuche
 - 3.1.1 Einfluß des pH-Wertes
 - 3.1.2 Einfluß von Fe^{3+} -Ionen
 - 3.2 Perkulationsversuche
 - 3.3 Laugung von Zinkblendekonzentrat mit Fe-III-Sulfat
 - 3.3.1 Einfluß der Fe^{3+} -Konzentration
 - 3.3.2 Einfluß der Temperatur
4. Verfahrenstechnische Konsequenzen

1. Vorbemerkungen

Mit der Inbetriebnahme der Pilotanlage zur bakteriellen Laugung der sulfidischen Zink-Kupfer-Armerze der Grube Ilba ergeben sich aufgrund unkontrollierter Ausfällungen von Eisen(III)verbindungen folgende verfahrenstechnische Probleme:

1. Entzug des laugbaren Wertmetallanteils durch Ausbildung von Deckschichten.
2. Herabsetzung der Durchflußrate durch Verschlammung.
3. Verringerung der Reaktionsgeschwindigkeit der Laugung durch Verminderung der Fe(III)konzentration.
4. Ungenügende Nutzbarmachung der katalytischen Wirkung der Bakterien in bezug auf Oxidation des gelösten Eisens.

Die verfahrenstechnische Problemlösung wird von der Steuerung des Prozesses durch pH-Regelung und Einhaltung bestimmter Metallionenkonzentrationen erwartet. Damit könnte eine optimale Kombination von chemischer Laugung und Biokatalyse erreicht werden. Die nachfolgend dargestellten Untersuchungen beschränken sich auf den chemischen Reaktionsmechanismus.

2. Probenmaterial

Vom rumänischen Partner wurde ca. eine Tonne Roherz des Erzganges Venera der Grube Ilba zur Verfügung gestellt. Die Probenahme erfolgte nach der Mittelzerkleinerung und hat eine Korngröße von $100 \% < 25 \text{ mm}$.

2.1 Mineralogische Diagnose

Bereits das Erscheinungsbild des Erzes läßt darauf schließen, daß es Verwitterungseinflüssen ausgesetzt ist. Es besitzt eine gelbliche Farbe, ist porös und zeigt ein Zerkleinerungsverhalten, wie es für weiche Rohstoffe typisch ist. Diese Beschreibung wird auch im Bericht des rumänischen Partners vom Erz des Venera-Ganges gegeben.

Die Untersuchungen zur mineralogischen Zusammensetzung erfolgten sowohl mit Hilfe der Röntgenfeinstrukturanalyse als auch durch Erzmikroskopie. Voraussetzung für den röntgenographischen Nachweis der Mineralbestandteile eines Rohstoffes sind Gehalte von mindestens 2 %. Bei dem vorliegenden Armerz sind daher die Wertmetallträger nur aus Erzkonzentraten ermittelbar. Die erzmikroskopische Methode ist zwar unabhängig von einer unteren Nachweisgrenze, setzt jedoch sehr große Erfahrung voraus. Diese Untersuchungen wurden daher von Herrn Dr. Gierth im Institut für Lagerstättenforschung und Rohstoffkunde der TU Clausthal durchgeführt [1].

Die röntgenographisch im Roherz und den erzeugten Erzkonzentraten festgestellten Gang- und Erzminerale sind in **Tabelle 1** zusammengefaßt. In bezug auf die Erzlaugung haben die neben Quarz auftretenden Tonminerale Bedeutung, die durch Einbau von H_2O zum Quellen neigen und damit Einfluß auf die Fließwege des Aufschlußmittels nehmen. Der wichtigste Befund ist die Identifizierung von Kalium- bzw. Hydroniumjarosit (**Bild 1**). Das bedeutet, daß bereits das Erz der unverritzten Lagerstätte eine Laugung erfährt. Eine derartige in-situ-Laugung setzt eine hohe Anfangspermeabilität des Erzkörpers voraus.

Mit Hilfe der erzmikroskopischen Analyse läßt sich die Wirkung der Jarositfällung auf die Erzauflösung besonders eindrucksvoll nachweisen. In **Bild 2** ist ein angelaugter Pyrit zu sehen, der von einer Jarositdeckschicht überzogen ist. Dieser Vorgang ist der Schlüssel für die verfahrenstechnischen Konsequenzen der Sickerlaugung des Erzes der Mina Ilba durch Biokatalyse. **Bild 3** zeigt das gleiche Pyritkorn bei einer höheren Vergrößerung. Das Auftreten von Braunei-

sen als Folge der Ausfällung von Eisen(III)hydroxid wird in **Bild 4** nachgewiesen; im oberen Bereich der Aufnahme ist gleichzeitig ein Jarositsaum zu erkennen. Den Reaktionssaum eines ausgelaugten Pyrits zeigt **Bild 5**; im unteren Bildausschnitt befindet sich ein noch nicht angegriffenes Pyritkorn.

Die Erscheinungsform der Wertmineralträger Zinkblende, Bleiglanz und Kupferkies verwachsen mit Pyrit ist **Bild 6** zu entnehmen. In diesem Fall besteht grundsätzlich die Möglichkeit eines Aufschlusses der Erze durch Zerkleinerung mit anschließender selektiver Flotation. Komplizierte Verwachsungsverhältnisse zwischen Zinkblende und Kupferkies, der feinädlig in Spaltrissen eingelagert ist, zeigt **Bild 7**. Eine selektive Trennung von Zinkblende und Kupferkies mit Hilfe mechanischer Aufbereitungsmethoden scheidet hierbei aus. Die angestrebte biokatalytische Sickerlaugung des Erzes auf Zink und Kupfer ist damit das einzige ökonomisch vertretbare Anreicherungsverfahren.

2.2 Metallverteilungsanalyse

In **Tabelle 2** sind die analysierten Elementgehalte der Erzprobe angegeben; es besteht eine weitgehende Übereinstimmung mit den von den Forschungspartnern angegebenen Analysen. Um den Korngrößeneinfluß in bezug auf die Metallverteilung herauszufinden, wurden auch die Metallgehalte von insgesamt 16 Siebfraktionen bestimmt. Während sich für Eisen eine weitgehende Gleichverteilung über den gesamten Korngrößenbereich ergibt, reichern sich die Wertmetalle Zink und Kupfer, wie **Bild 8** zu entnehmen ist, sehr stark im Feinkornbereich an. Aus der Berechnung der Metallinhalte (**Tabelle 3**) geht hervor, daß sich im Korngrößenbereich $< 2 \text{ mm}$, der ca. 32 % der Gesamtmasse ausmacht, ca. 60 % des Zinks und 50 % des Kupfers befinden.

2.3 Herstellung von Erzkonzentraten durch Dichtesortierung

Um eine Beeinflussung des Rohstoffes durch Flotationschemikalien auszuschließen, wurde mit Hilfe des Stoßherdes ein Kollektivkonzentrat hergestellt. Die höchste Anreicherung wurde für den Korngrößenbereich 0,5 - 1,2 mm erreicht. Wie die Metallgehalte in Tabelle 2 zeigen, lassen sich Eisen und Kupfer um etwa den Faktor 2,5 anreichern. Die anscheinend geringe Anreicherung von Zink ist auf die Laugung von Oxidationsprodukten des Zinks durch Wasser bei der Herdarbeit zurückzuführen.

3. Laugeversuche

Pyrit, Zinkblende und Kupferkies gehören zu den schwerlaugbaren sulfidischen Erzen. Gerlach und andere gelangten in einer Untersuchung zur Ermittlung der Ursachen zu der Ansicht, daß die Laugbarkeit vom jeweiligen maximalen Atomabstand im Kristallgitter bestimmt wird [2]. Unter Normalbedingungen ist in Gegenwart von Fe^{3+} -Ionen eine Rührlaugung der genannten Sulfide in einem Zeitraum von ca. 3 Stunden grundsätzlich möglich. Technische Bedeutung kommt dieser Umsetzung aber nur dann zu, wenn eine permanente Oxidation des anfallenden reduzierten Fe^{2+} gewährleistet ist. Da mit Luftsauerstoff unter Normalbedingungen in dem genannten kurzen Zeitraum eine Oxidation nicht erreichbar ist, erfolgt der technische Aufschluß unter Sauerstoffdruck im Autoklaven. Unter erhöhtem Sauerstoffdruck gelingt es, eine permanente Oxidation von Fe^{3+} sicherzustellen. In **Tabelle 4** sind die Summengleichungen für die Umsetzungen von Pyrit, Zinkblende und Kupferkies in Gegenwart von Fe^{3+} -Ionen zusammengestellt.

Bei den nachfolgend dargestellten Laugeversuchen kam es darauf an, die Startreaktion der Laugung bei unterschiedlichen Parametern zu erfassen. Es wurden Schüttel-, Rühr- und Perkolationsversuche in Abhängigkeit von pH-Wert, Dauer, Oxidationsmittelzusatz und Temperatur durchgeführt. Da das Versuchsprogramm erst vor ca. 6 Monaten begonnen wurde, haben die Ergebnisse vorerst orientierende Bedeutung.

3.1 Schüttelversuche

Für die Schüttelversuche wurde das Erz auf $< 0,2$ mm zerkleinert, um den Korngrößeneinfluß möglichst gering zu halten. Es wurde mit geschlossenen 1-Liter-Gefäßen bei einer Hubfrequenz von 200 min^{-1} gearbeitet, so daß eine Oxidationswirkung durch Luftsauerstoff ausgeschlossen werden kann.

3.1.1 Einfluß des pH-Wertes

Da die Versuche bei Raumtemperatur durchgeführt wurden, wurde pro Versuch eine Reaktionsdauer von 6 Tagen festgelegt. Überprüft wurde der pH-Bereich 0,5 bis 3,0. Um die Abweichungen vom pH-Anfangswert gering zu halten, wurde mit einer Feststoffkonzentration von nur 40 g/l gearbeitet. Aus den Bildern 9 a und b geht hervor, daß das Erz eine erhebliche Anfangslösbarkeit besitzt, die weitgehend unabhängig von der Laugedauer ist. Entsprechend dem erzmikroskopischen Befund handelt es sich um die spontane Auflösung von Oxidationsprodukten. Bei der Laugung des Erzes mit Wasser stellt sich ein natürlicher pH-Wert von 3,5 ein; dabei gehen bereits ca. 30 % des Zinks und ca. 10 % des Kupfers in Lösung. Da der ermittelte Sulfatgehalt des Erzes bei 4,5 % liegt, kann davon ausgegangen werden, daß es sich bei den wasserlöslichen Verbindungen um Sulfate handelt. Das bei einem pH-Wert von 0,5 festgestellte Zink- bzw. Kupferausbringen von 60 bzw. 20 % könnte auf die zusätzliche Auflösung von Oxiden zurückzuführen sein. Damit verbleibt für die biokatalytische Laugung ein Anteil des vorlaufenden Zinks von 40 % und des Kupfers von 80 %.

Bei der Laugung der auf dem Herd erzeugten Konzentrate (Bilder 10 a und b) ist durch die Vorlaugung bei der Herdarbeit erwartungsgemäß das Ausbringen von Zink und Kupfer gering; es liegt nach einer Laugedauer von einem Tag für beide Elemente in der Größenordnung von 10 %. Nach einer Laugedauer von 6 Tagen erhöht sich das Ausbringen für Zink um den Faktor 2 und für Kupfer nur geringfügig.

3.1.2 Einfluß von Fe^{3+} -Ionen

Um eine Vorstellung vom Einfluß der Fe^{3+} -Konzentration auf die Laugeschwindigkeit des Erzes zu gewinnen, wurden die Schüttelversuche bei gleichen Bedingungen unter Zusatz von 3,7 g Fe^{3+} pro Liter fortgesetzt. Bezogen auf den zu laugenden Metallinhalt wurde damit bei überstöchiometrischen Bedingungen gefahren. Gelaugt wurde wiederum über einen Zeitraum von 6 Tagen in einem pH-Bereich zwischen 0,5 und 3,0. Wie aus den **Bildern 11 a und b** hervorgeht, läßt sich im pH-Bereich zwischen 0,5 und 2 bereits am ersten Tag ein vollständiges Zinkausbringen erreichen; das Ausbringen von Kupfer erhöht sich erwartungsgemäß nach dieser kurzen Reaktionsdauer nur um den Faktor 2 auf 40 %. Mit zunehmender Laugedauer ist Zink auch bei pH-Werten über 2 vollständig auszubringen; nach 6 Tagen Laugedauer erhöht sich das Kupferausbringen gegenüber der Laugung ohne Fe^{3+} -Zusatz nahezu um den Faktor 3, d. h. auf 55 %.

Äußerst demonstrativ ist das Verhalten des Fe^{3+} . Die Bilder 11 a und b zeigen, daß es bei einem pH-Wert von 1,5 unter den gegebenen Bedingungen zu einer nahezu vollständigen Ausfällung in Form von Kaliumjarosit bzw. Karphosiderit kommt. In **Tabelle 5** sind die möglichen Fällungsreaktionen zusammengefaßt [2]. Es ist ersichtlich, daß die Hydrolyse des Eisens sehr kompliziert ist. Aus der sehr umfassenden Literatur geht hervor, daß sich die basischen Eisensulfate in ihrer Zusammensetzung je nach Fällungsbedingungen, d. h. je nach pH-Wert, Temperatur und Fällungsmethode sehr stark unterscheiden. Ab $\text{pH} > 2$ beginnen dann die Fällungen von Eisenhydroxiden, die unter den in den Bildern 11 a und b zugrunde liegenden Bedingungen wiederum bei pH 2,5 nicht abgeschlossen sind. Bei dem in Lösung verbleibenden Eisen handelt es sich um den durch Reduktion entstandenen zweiwertigen Eisenanteil. Zur Verdeutlichung der Konzentrationsverhältnisse wird das Eisen zusätzlich in g/l angegeben. Das Ergebnis zeigt weiterhin, daß auch unter turbulenten Bedingungen mit Behinderungen des Laugeprozesses durch die Fällungsreaktionen des Eisens zu rechnen ist.

Bei der Übertragung der für das Roherz angewandten Laugebedingungen auf das Herdkonzentrat ergibt sich, wie aus den Bildern 12 a und b hervorgeht, ein anderer Reaktionsmechanismus, der jedoch nicht im Widerspruch zu dem beschriebenen steht. Durch die weitgehend fehlenden, fällungsauslösend wirkenden Alkaliionen findet im pH-Bereich von 1,5 keine Ausfällung von basischen Eisensulfaten und Jarositen statt. Es setzen jedoch ab pH 2 die Fällungen von Eisenhydroxiden ein. Der in Lösung bleibende Rest ist wiederum der reduzierte zweiwertige Eisenanteil.

3.2 Perkulationsversuche

Um eine Synchronisation der chemischen Untersuchungen mit den biokatalytischen Untersuchungen am Institut für Allgemeine Botanik der Universität Hamburg zu ermöglichen, wurden die dort verwendeten Perkolatoren eingesetzt. Es handelt sich um Kolonnen mit einem Durchmesser von 70 mm und einer Höhe von 900 mm. Die umlaufende Laugelösung wird von oben über eine Schlauchpumpe aus einem nachgeschalteten Stapelbehälter dosiert. Durch seitlich angeordnete Stützen können Störungen z. B. durch Lufteinschlüsse in der Schüttung beseitigt werden.

Im Gegensatz zu den bereits durchgeführten biokatalytischen Laugeversuchen, bei denen nur die Kornklasse 2 - 4 mm eingesetzt wurde, wurde nach Probenteilung das Gesamterz eingesetzt. Sterilisiert wurde bei 180 °C über einen Zeitraum von 15 Stunden. Um Jarositfällungen auszuschließen, erfolgte die Laugung bei pH 1, der mit Hilfe einer pH-geregelten Dosierpumpe konstant gehalten wurde. Die **Bilder 13 a und b** zeigen den Verlauf der Laugung über einen Zeitraum von 14 Tagen. Wie bereits bei den Schüttelversuchen nachgewiesen wurde, gehen 40 % des Zinks bereits am ersten Tag in Lösung; die Löserate von Kupfer liegt bei 12 %. Am 10. Tag wurde das vorlaufende Eisen mit einer Konzentration von ca. 3 g/l mit H_2O_2 oxidiert. Die dabei erzielte Wirkung auf das Metallausbringen ist bei sterilisiertem und nicht sterilisiertem Erz signifikant. Innerhalb eines Tages er-

hört sich das Ausbringen von Zink von 40 auf 60 %, und das Kupferausbringen erhöht sich nach zwei Tagen von ca. 18 auf 30 %. Die Durchflußrate der Laugelösung betrug 25 ml/min, d. h., in ca. 3 Stunden erfolgte ein vollständiger Umlauf der gesamten Laugelösung. Diese Bedingungen wurden auch bei den Untersuchungen zur biokatalytischen Laugung in Hamburg gefahren. Gegenwärtig laufen mehrere Versuchsserien, bei denen die gezielte periodische, chemische Oxidation des Fe^{2+} überprüft wird.

3.3 Laugung von Zinkblendekonzentrat mit Eisen(III) sulfat

Da bei der Laugung eines Erzes mit Einflüssen lösbarer Begleitminerale auf die Reaktionskinetik der Auflösung zu rechnen ist, ist eine Überprüfung des Löseverhaltens der Einzelkomponenten aufschlußreich. Es wird daher die Laugbarkeit eines Zinkblendeflotationskonzentrates mit Eisen(III)sulfat vorgeführt [4]. Der Zinkgehalt des Konzentrates betrug 51 % und der Eisengehalt wurde mit 9,15 % analysiert. Zur weitgehenden Ausschaltung von Reaktionshemmungen wurde die Zinkblende mechanisch aktiviert. Die Laugeversuche wurden in einem geschlossenen mit Pralleisten versehenen Rührgefäß durchgeführt, um den Einfluß von Luftsauerstoff auszuschließen. Es wurde mit einer Feststoffkonzentration von 50 g/l gefahren; das entspricht einer maximalen Zinkkonzentration von 25,5 g/l. Die Berechnung der erforderlichen Fe^{3+} -Konzentrationen erfolgte nach dem in Gleichung 2 (Tabelle 4) angegebenen Umsatz.

3.3.1 Einfluß der Fe^{3+} -Konzentration

In **Bild 14** wird der Einfluß des Verhältnisses von Fe^{3+} : Zn auf die Zinkauflösung in Abhängigkeit von der Laugedauer bei 70 °C gezeigt. Es ist zu erkennen, daß nach 120 min Laugedauer bei einer Fe^{3+} -Konzentration von 33 g/l 71 % der Zinkblende aufgelöst werden. Das Ausbringen wird lediglich begrenzt durch die Reduktion des Fe^{3+} zu Fe^{2+} . Die Reaktionen finden im pH-Bereich von 1,0 - 1,3 statt.

Um einen Eindruck der Wirksamkeit von Oxidationsmitteln auf die Oxidation von Fe^{2+} zu bekommen, wurde bei unterstöchiometrischem Fe^{3+} -Zusatz - in diesem Fall 5,5 g/l - der Einfluß von Luftsauerstoff, Kaliumpermanganat und Wasserstoffperoxid überprüft. Das Ergebnis ist **Bild 15** zu entnehmen. Eine sehr geringe Wirksamkeit zeigt Luftsauerstoff, der über die hohle Rührwelle wie bei der Rührwerksflotation zugeführt wurde. Bei Zusatz von KMnO_4 und H_2O_2 kann ein sehr starker Einfluß auf die Oxidation von Fe^{2+} und damit auf die Auflösung von Zinkblende genommen werden. Aus der Literatur [3] ist bekannt, daß die Oxidation von Fe^{2+} -Ionen zu Fe^{3+} -Ionen mit O_2 beschleunigt wird in Gegenwart von Cu^{2+} -Ionen. Diesen bei der Drucklaugung beobachteten Effekt zeigt **Bild 16**.

3.3.2 Einfluß der Temperatur

Die Temperaturabhängigkeit der Auflösung von Zinkblende in Gegenwart von Fe^{3+} -Ionen im Bereich zwischen 20 und 90 °C geht aus **Bild 17** hervor. Obgleich mit unterstöchiometrischem Fe^{3+} -Zusatz gefahren wurde, ist im Bereich zwischen 20 und 40 °C mit einer ausreichend hohen Reaktionsgeschwindigkeit zu rechnen.

4. Verfahrenstechnische Konsequenzen

Für die Durchführung der Sickerlaugung des sulfidischen Armerzes in der Grube Ilba ergeben sich aufgrund der vorliegenden Untersuchungsergebnisse verfahrenstechnische Konsequenzen. Die nachgewiesene pH-Abhängigkeit der Eisenfällungen und die damit verbundene Behinderung des Laugevorganges verlangt eine pH-Regelung des Prozesses. Es muß überprüft werden, ob eine biokatalytische Laugung im pH-Bereich von 1,3 möglich ist. Die Steuerung des pH-Wertes müßte durch den Zusatz von Schwefelsäure erfolgen. Für die Erhöhung der Reaktionsgeschwindigkeit der Laugung ist die Fe^{3+} -Ionenkonzentration von entscheidender Bedeutung. Als vorteilhaft wird nach dem bisherigen Erkenntnisstand eine Fe^{3+} -Konzentration von mindestens 10 g/l angesehen. Auf der Grundlage des vom rumänischen Forschungspartner vorgeschlagenen Fließschemas (Bild 18) ergeben sich somit folgende Vorschläge für eine Kombination von biokatalytischer und chemischer Laugung:

1. Laugung der Erzschüttung bei mit H_2SO_4 geregeltem konstanten pH-Wert von maximal 1,3.
2. Parallele chemische Oxidation des Fe^{2+} durch Reagenzien oder Luftsauerstoff.
3. Laugung mit einer Fe^{3+} -Konzentration von mindestens 10 g/l.
4. Zementation von Kupfer mit Zinkstaub.
5. Vermeidung der Anreicherung von Na^+ -Ionen, um amorphe Jarositfällungen auszuschließen.

Quellen

- [1] Gierth, E.:
Erzmikroskopische Untersuchungen des sulfidischen Erzes der
Grube Ilba, Venera Gang, Institut für Lagerstättenforschung,
TU Clausthal, 1991

- [2] Steintveit, G.:
Die Eisenfällung als Jarosit und ihre Anwendung in der Naßme-
tallurgie des Zinks, Erzmetall 11, 1970

- [3] Riecke, H.-G.:
Oxydation von Fe^{2+} zu Fe^{3+} mit Sauerstoff, Dissertation, TU
Berlin, 1960

- [4] Gock, E.:
Beeinflussung des Löseverhaltens sulfidischer Rohstoffe, Ha-
bilitationsschrift, TU Berlin, 1977

Gangminerale	Erzminerale	
Quarz	Pyrit	(FeS ₂)
Klinochlor	Magnetkies	(FeS)
Tonminerale	Hämatit	(Fe ₂ O ₃)
Mikroklin	Brauneisen	(FeOOH)
Jarosit	Kupferkies	(CuFeS ₂)
	Covellin	(CuS)
	Bormit	(Cu ₅ FeS ₄)
	Idait	(Cu ₅ FeS ₆)
	Zinkblende	(ZnS)
	Bleiglanz	(PbS)

**Tab. 1: Mineralbestand der Erzprobe aus
der Mina Ilba (Venera Gang)**

**Diffraktogramm: Kallum-bzw. Hydronium-
jarosit, Roherz, Mina Ilba (Venera Gang)**

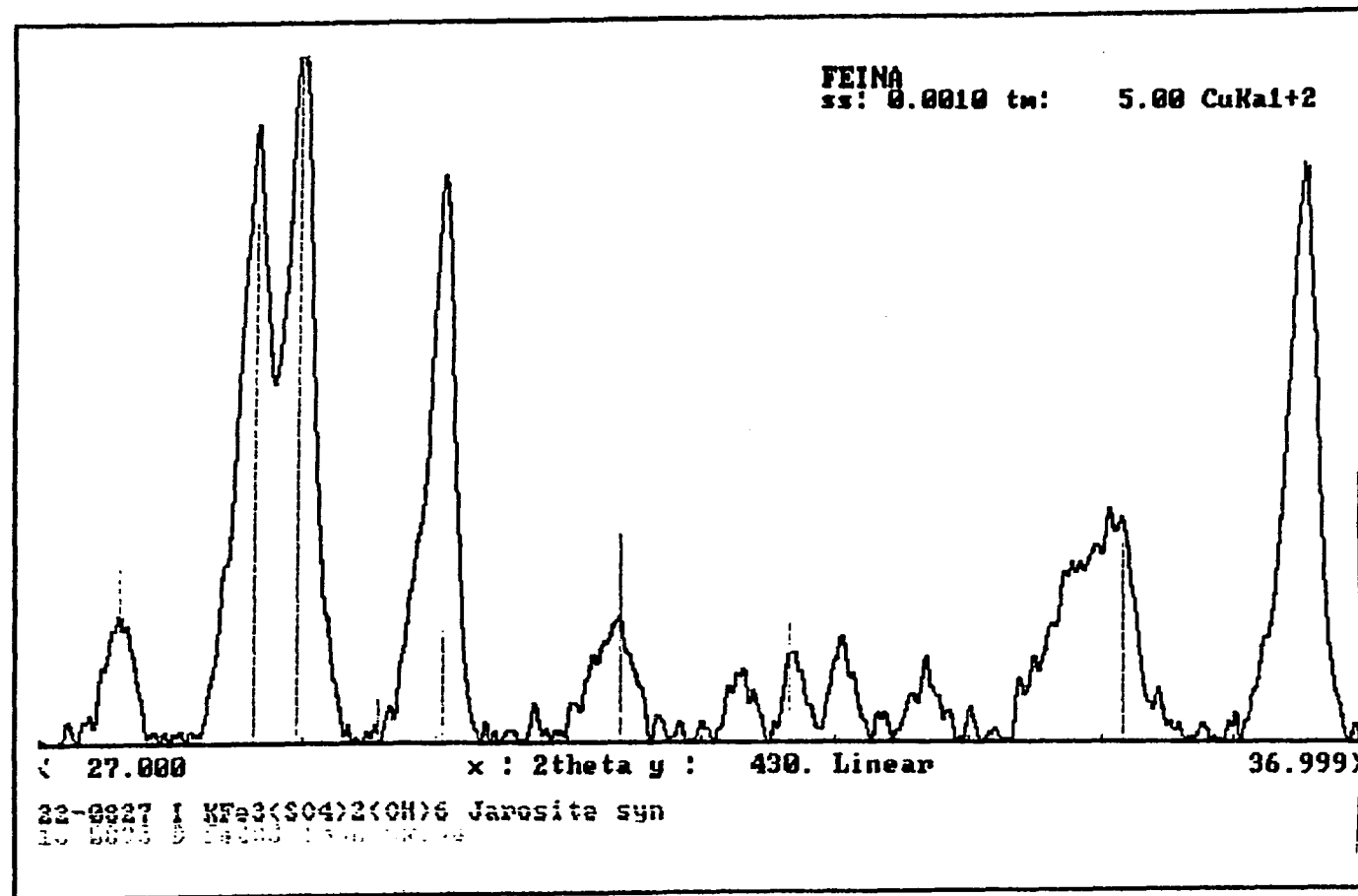


Bild 1

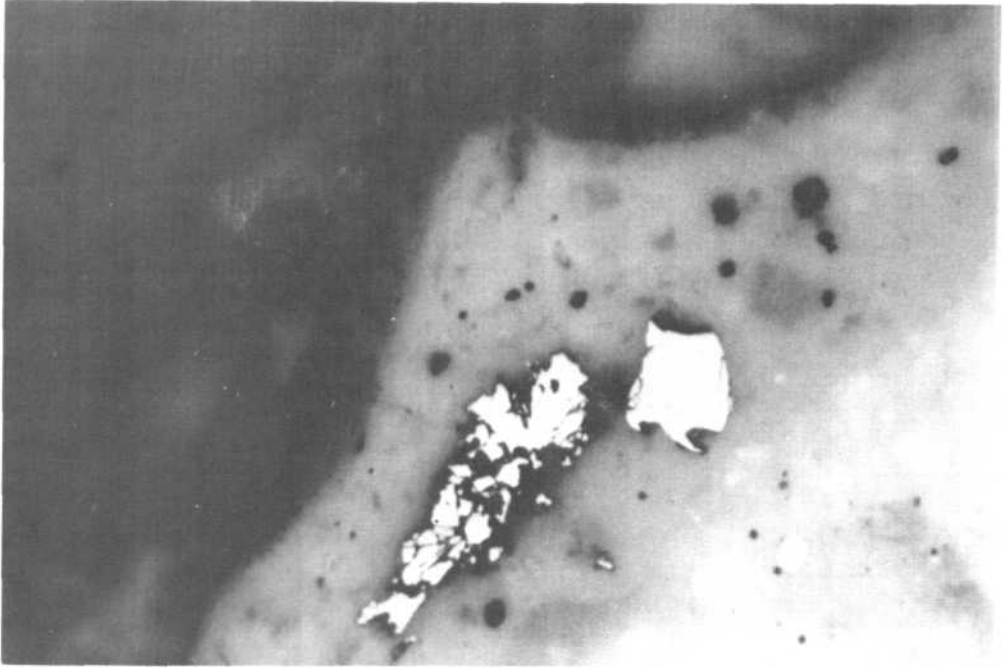


Bild 2: Angelaugter Pyrit in Jarositsaum,
 weiß: frische Gangart, dunkel: Gießharz
 Probe 4, Anschliff, Ölimmersion, lange Bildkante = 1,1 mm
 Dia-Nr. 13, Negativ-Nr. 22, vgl. auch Dia-Nr. 10 (Abb. 7)

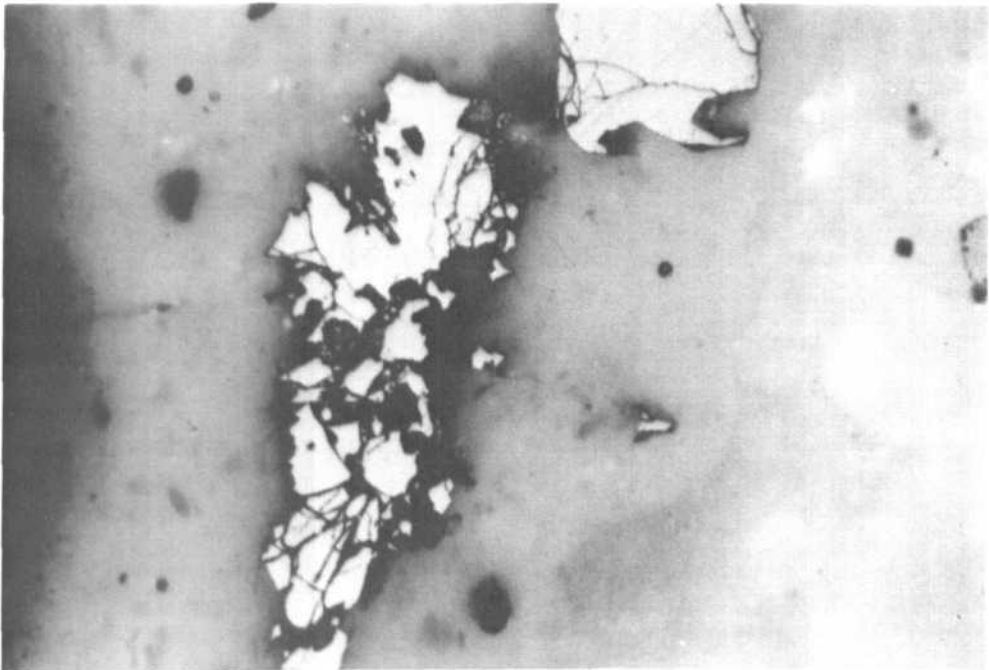


Bild 3: Angelaugter Pyrit in Jarositsaum,
 weiß: frische Gangart, dunkel: Gießharz
 Probe 4, Anschliff, Ölimmersion, lange Bildkante = 560 μm
 Dia-Nr. 10, Negativ-Nr. 22, vgl. auch Dia-Nr. 13 (Abb. 6)

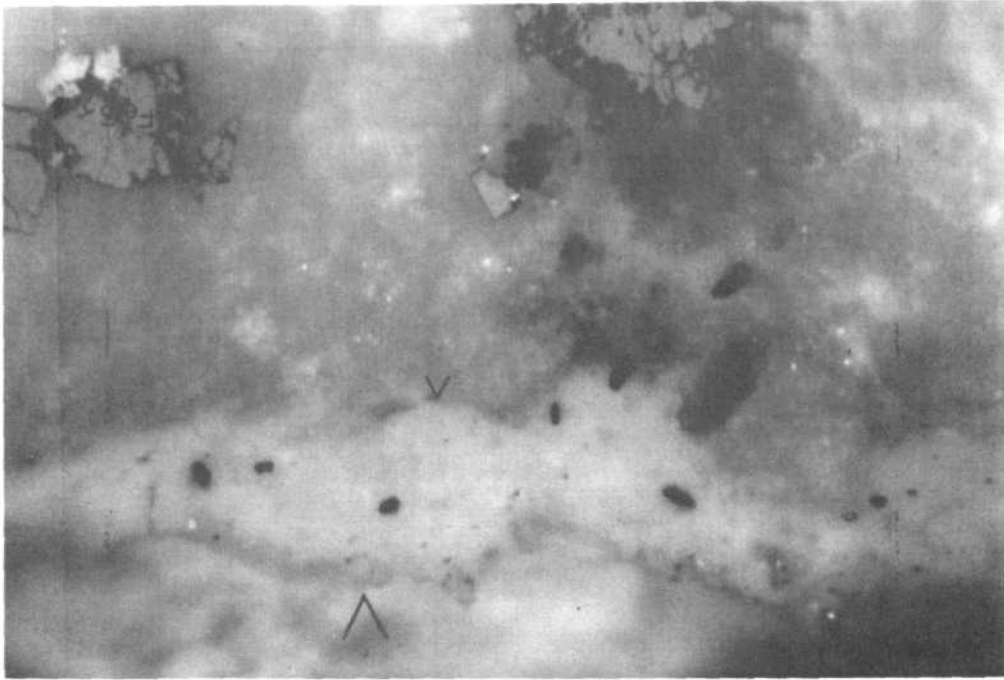


Bild 4: Frischer Pyrit (FeS_2) in Gangart, die zum Teil durch Brauneisen rötlich gefärbt sowie angelaut (kleiner Pfeil) ist; zwischen kleinem Pfeil und großem Pfeil liegt ein Jarosit-saum, am großen Pfeil beginnt Gießharz. Probe 4, Anschliff, Ölimmersion, Nx, lange Bildkante = 1,1 mm, Dia-Nr. 14

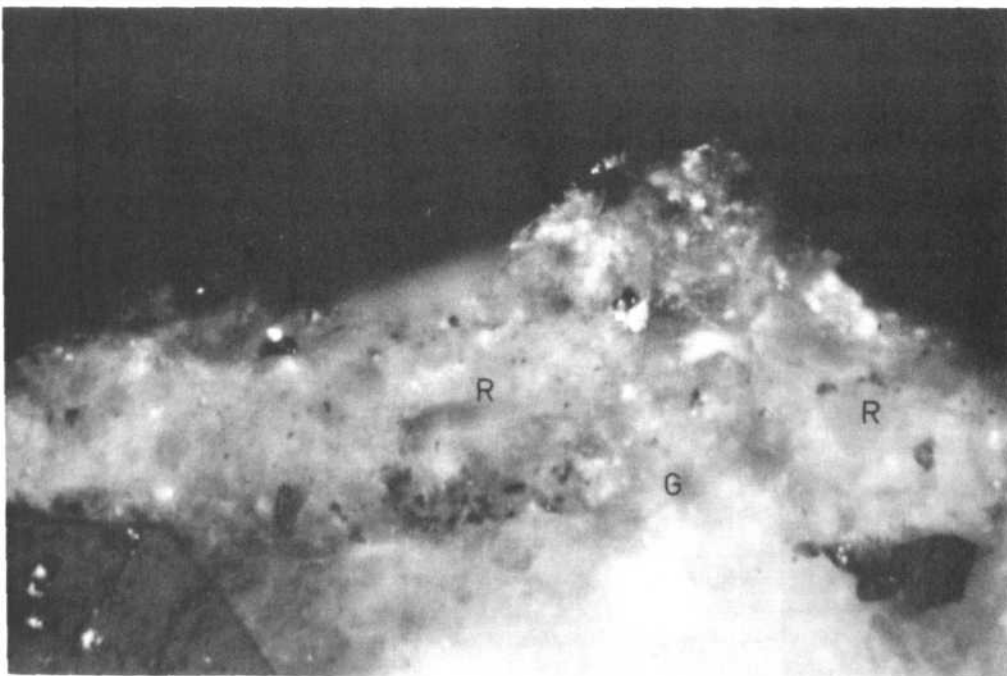


Bild 5: Frische Pyrite (P) in Gangart (G); Reaktionssaum (R). Die Pyrite erscheinen hier sehr dunkel wegen Nx. Probe 15, Anschliff, Ölimmersion, lange Bildkante = 560 μm , Dia-Nr. 20

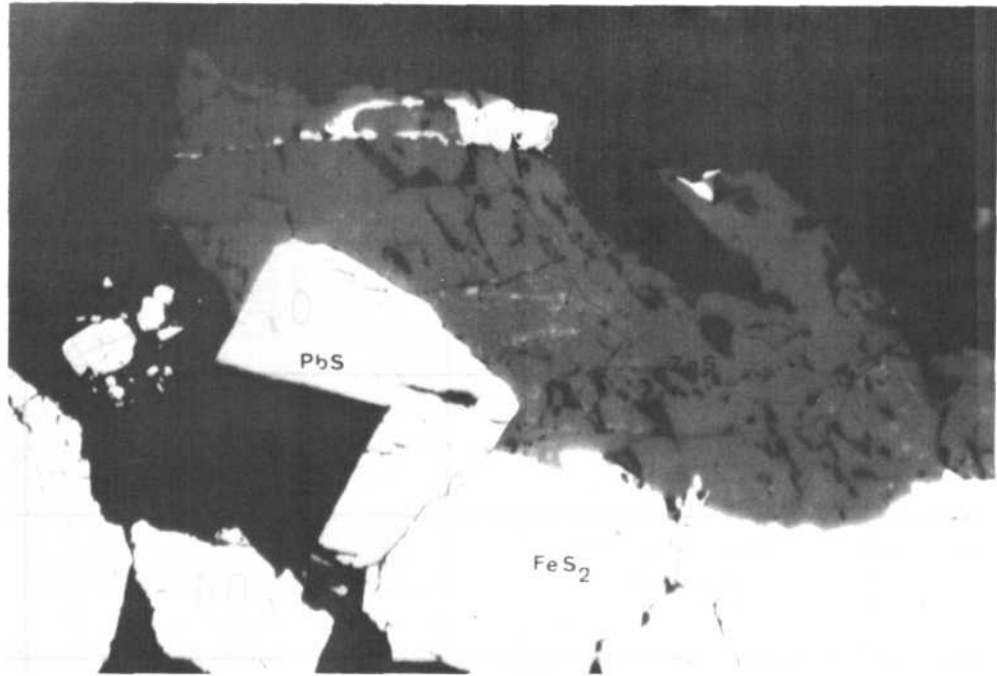


Bild 6: Pyrit (FeS_2), Bleiglanz (PbS), Zinkblende (ZnS) und Kupferkies (gelblich, Pfeil)
 Probe 9, Anschliff, Ölimmersion, lange Bildkante = 560 μm ,
 Dia-Nr. 3, Negativ-Nr. 15

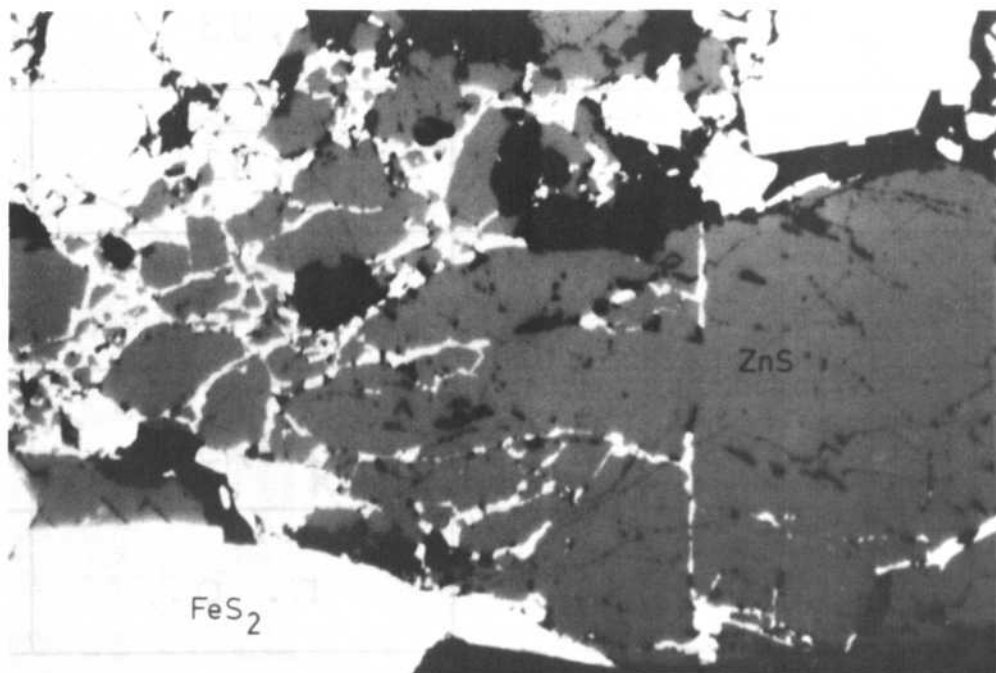


Bild 7: Pyrit (FeS_2), zum Teil idiomorph, Zinkblende (ZnS), Kupferkies (gelblich) zwickelfüllend und auf Spaltrissen in der Zinkblende, Probe 11, Anschliff, Ölimmersion, lange Bildkante 560 μm , Dia-Nr. 1, Negativ-Nr. 18

Elemente	Gesamtprobe 0 - 25 mm %	Konzentrat 0,5-1,2 mm %	Fraktion 2-4 mm %
Zn	0,17	0,19	0,13
Fe	10,05	25,13	9,6
Pb	0,05	0,04	0,01
Cu	0,27	0,6	0,21
Al	4,22	1,27	3,4
Mn	0,1	0,03	0,08
Mg	1,2	0,41	1,0
Ca	0,23	0,18	0,29
Si	47,6	23,59	49,8
K	0,4	n. b.	n. b.

Tab. 2: Metallgehalte der Erzprobe aus der Mina Ilba (Venera Gang), des erzeugten Erzkonzentrates und der Fraktion 2 - 4 mm

Siebgehaltanalyse
Gesamtprobe Mina Ilba (Venera Gang)

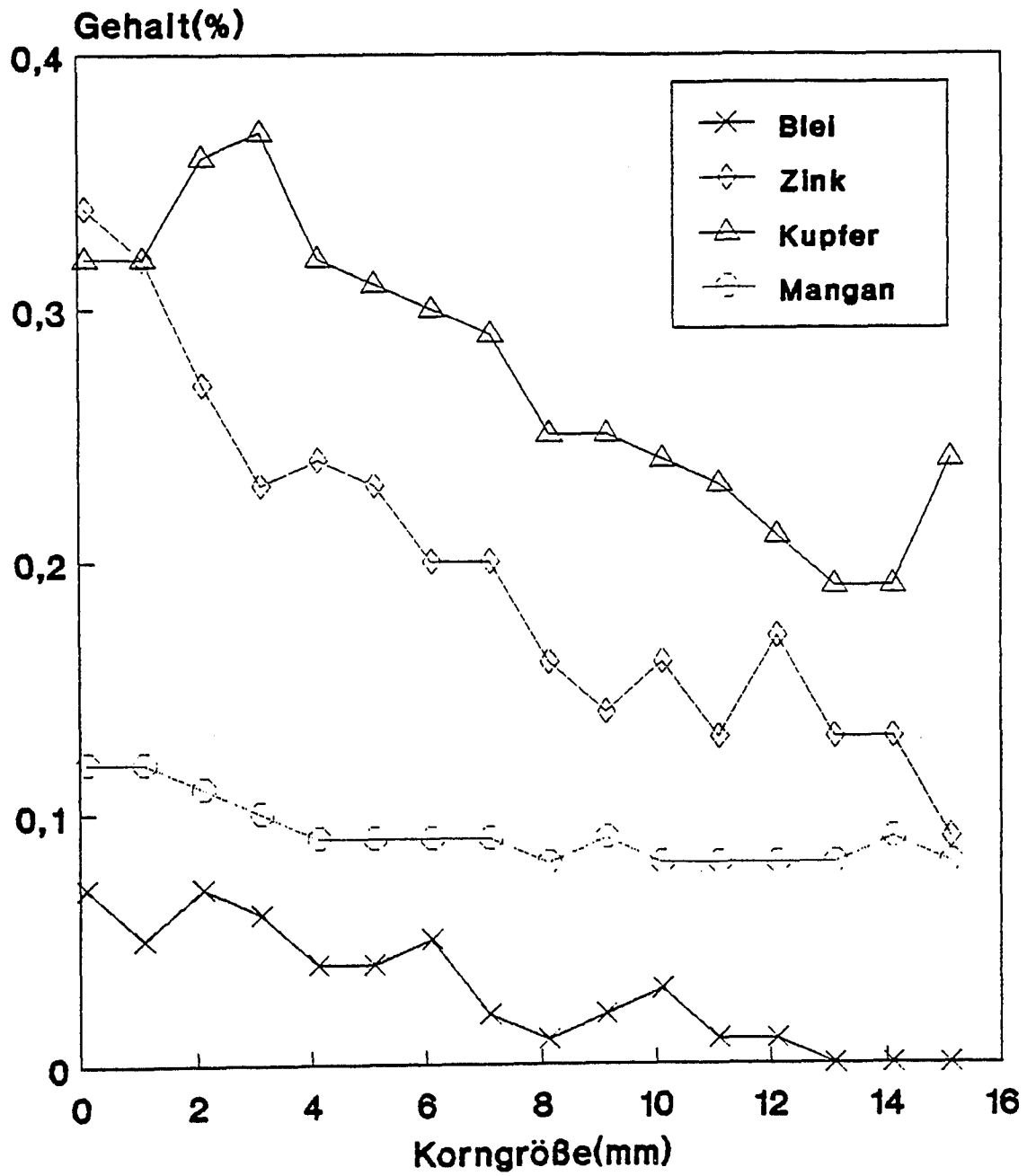
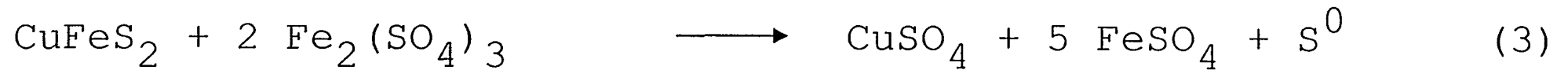
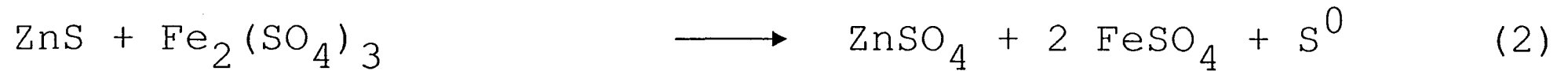
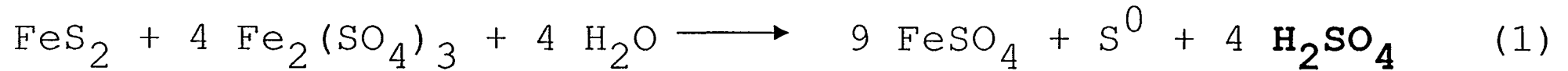


Bild 8

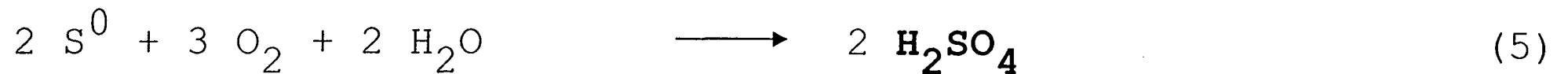
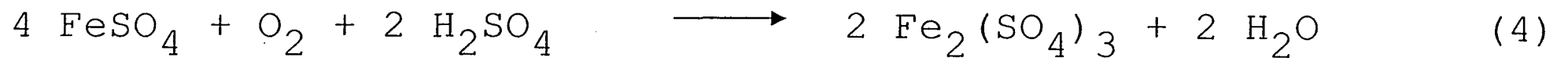
Kornfraktion [mm]	< 0,2 (7,4 %)	0,2-0,63 (9,8 %)	0,63-2 (15,2 %)	2-10 (47,0 %)	> 10 (16,5)
Zn [%]	26,4	17,8	15,4	37,3	3,1
Zn [Σ%]	26,4	44,2	59,6	96,9	100,0
Pb [%]	53,1	24,5	18,4	4,1	0
Pb [Σ%]	53,1	77,6	96,0	100,1	100,1
Fe [%]	8,4	14,0	19,6	44,7	13,3
Fe [Σ%]	8,4	22,4	42,0	86,7	100,0
Mn [%]	11,9	10,8	15,4	45,0	16,9
Mn [Σ%]	11,9	22,7	38,1	83,1	100,0
Cu [%]	13,5	17,1	18,6	45,3	5,5
Cu [Σ%]	13,5	30,6	49,2	94,5	100,0
Al [%]	8,2	9,3	14,3	48,7	19,6
Al [Σ%]	8,2	17,5	31,8	80,5	100,0
Mg [%]	9,4	10,0	13,6	48,9	18,1
Mg [Σ%]	9,4	19,4	33,0	81,9	100,0
Ca [%]	15,7	14,1	17,9	41,8	10,6
Ca [Σ%]	15,7	29,8	47,7	89,5	100,0
Si [%]	6,6	9,3	14,6	50,8	18,7
Si [Σ%]	6,6	15,9	30,5	81,3	100,0

Tab. 3: Metallinhalte der Siebfractionen der Erzprobe aus der Mina Ilba (Venera

Reduktion von Fe^{3+} :



Oxidation von Fe^{2+} :



Tab. 4: Summengleichungen zur Umsetzung von Pyrit,
Zinkblende und Kupferkies mit $\text{Fe}(\text{III})$ Sulfat

Ausbringen in Abhängigkeit vom pH-Wert
Schütteltisch, Gesamtprobe < 0.2mm, T=20°C

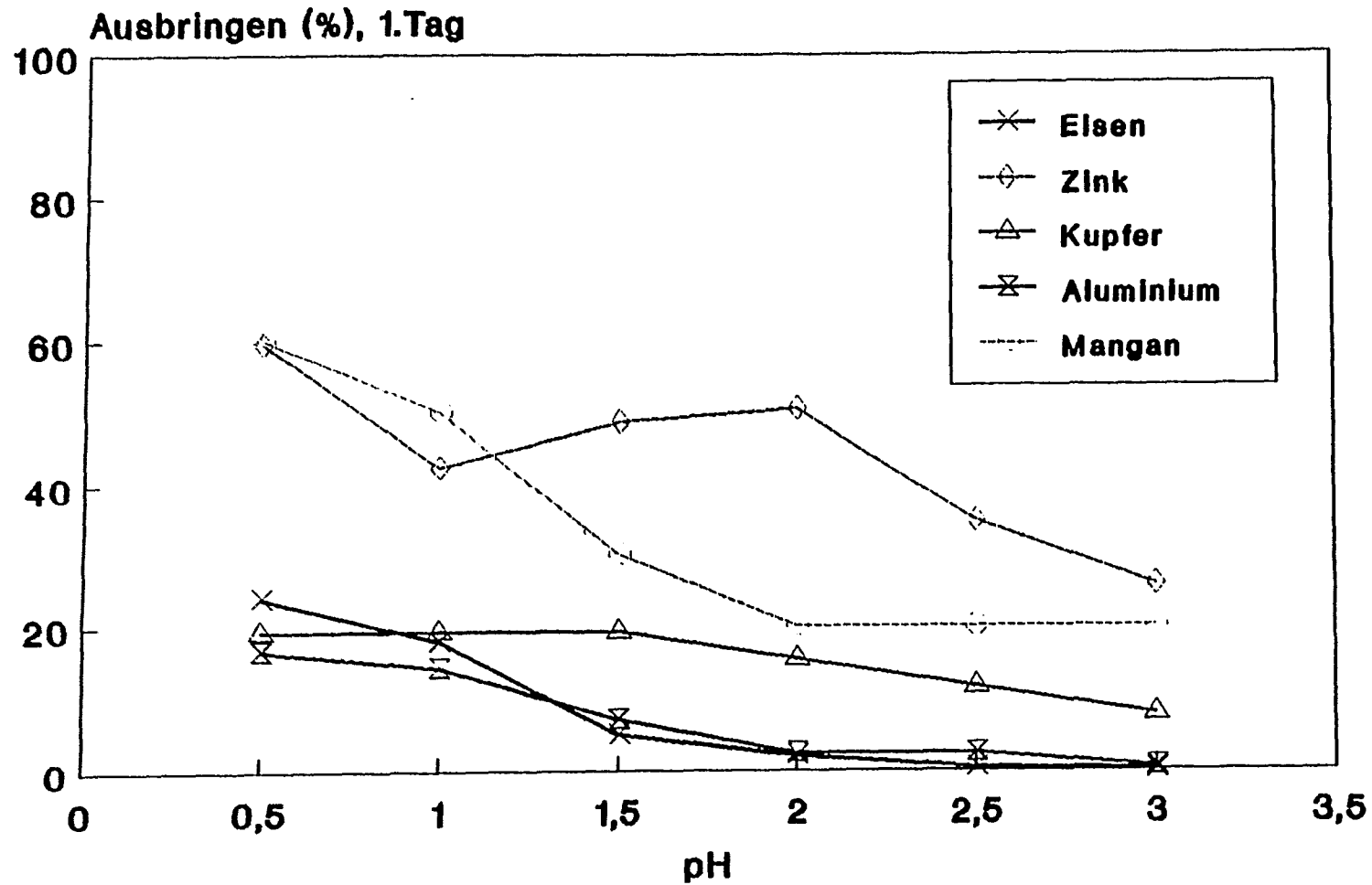


Bild 9a

Ausbringen in Abhängigkeit vom pH-Wert
Schütteltisch, Gesamtprobe < 0.2mm, T=20°C

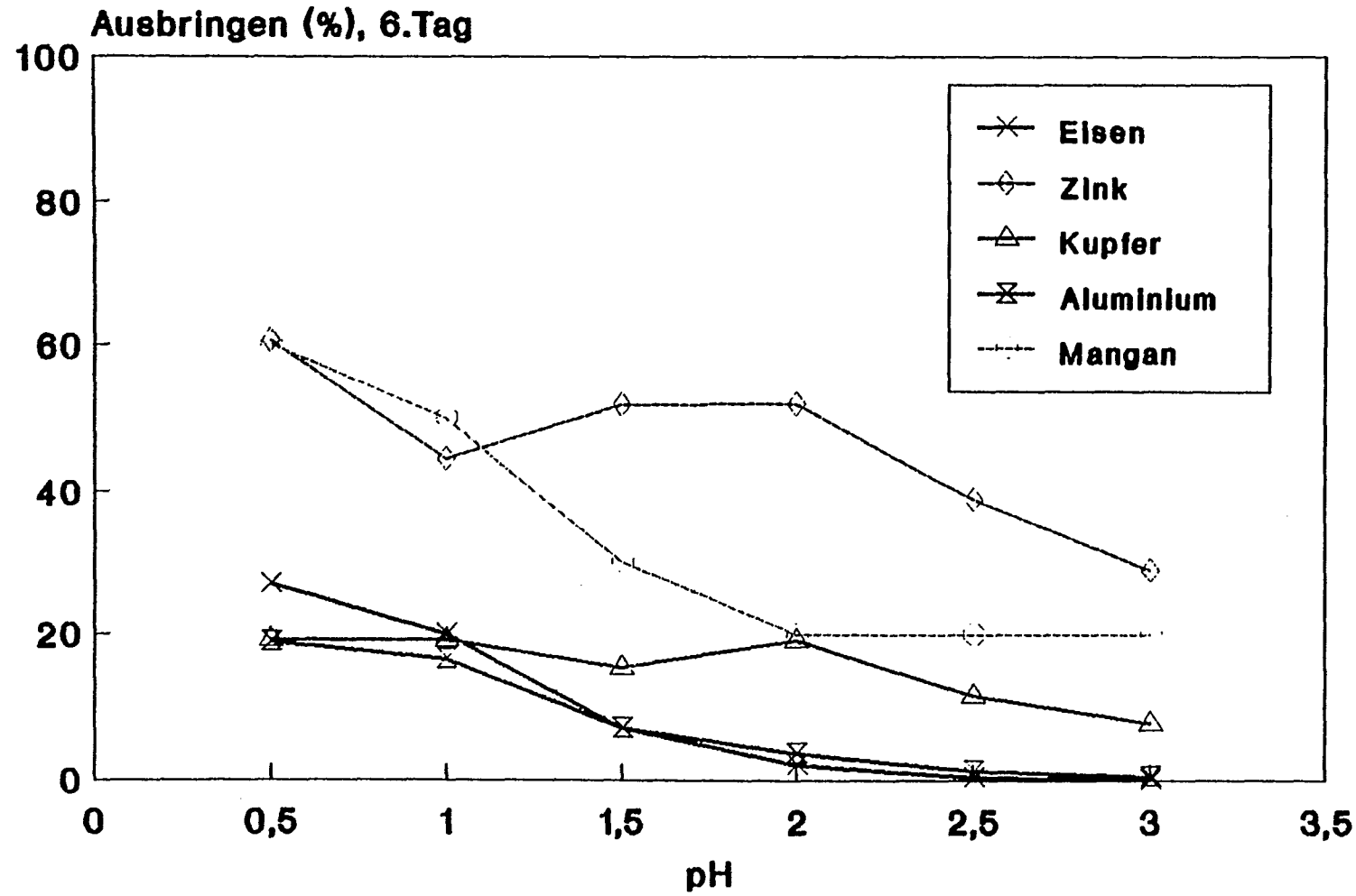


Bild 9b

Ausbringen in Abhängigkeit vom pH-Wert
Schütteltisch, Konz. 0.5-1.2mm, T=20°C

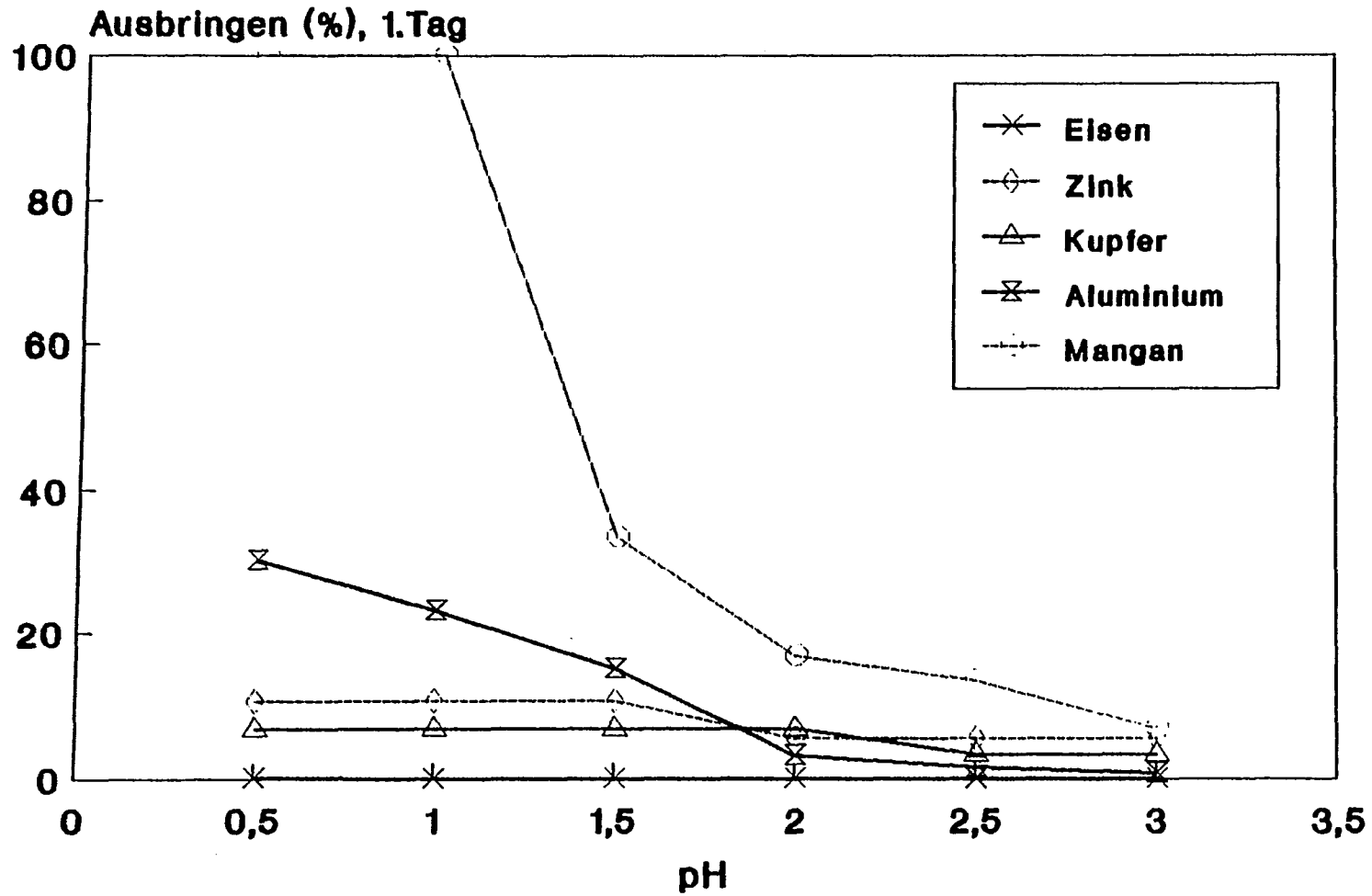


Bild 10a

Ausbringen in Abhängigkeit vom pH-Wert
Schütteltisch, Konz. 0.5-1.2mm, T=20°C

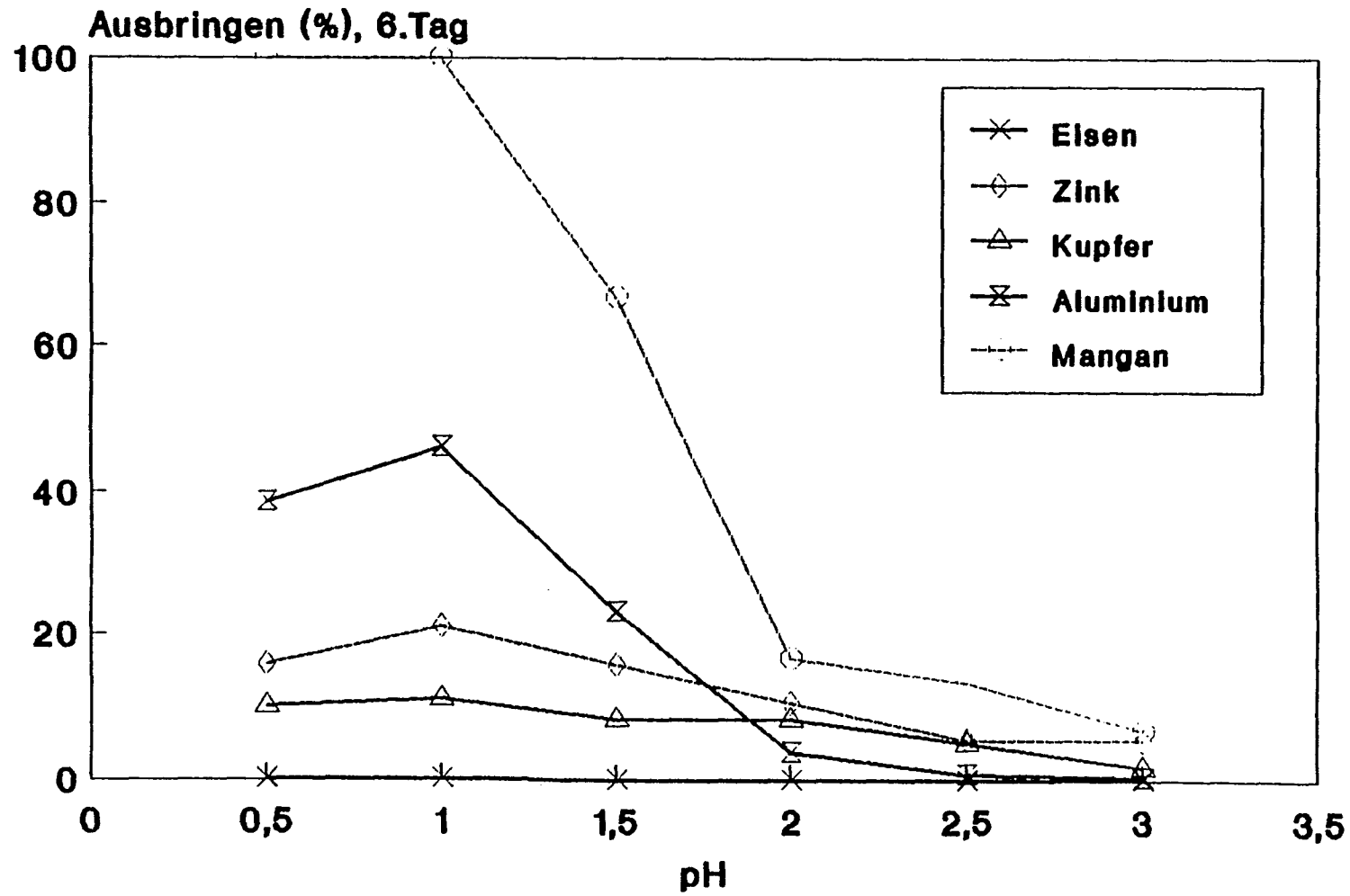


Bild 10b

Ausbringen in Abhängigkeit vom pH-Wert
Schütteltisch, Gesamtpr. <0.2mm, T=20°C

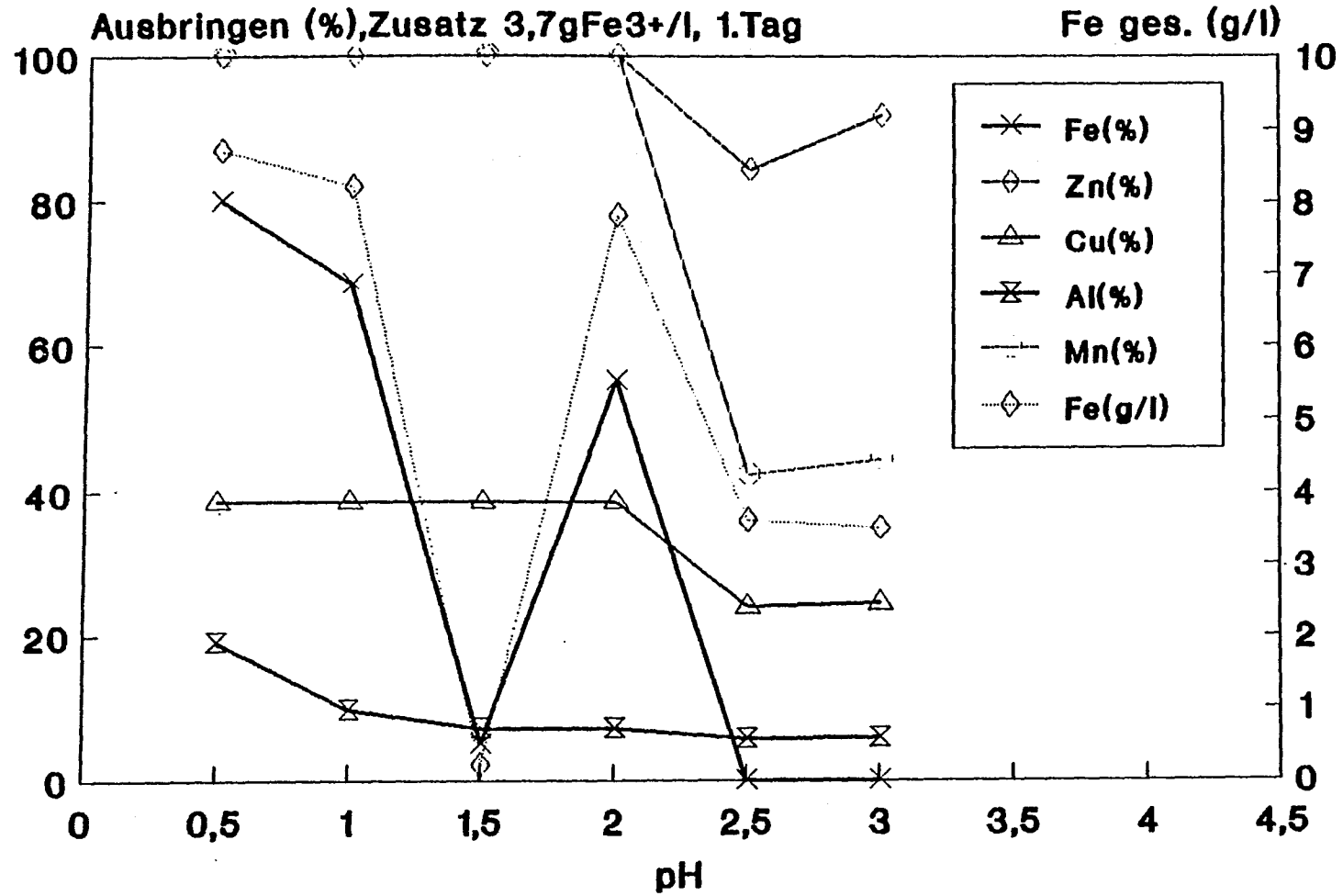
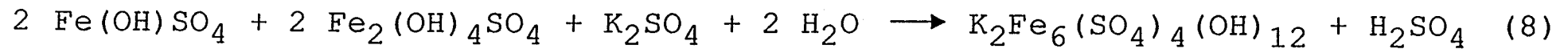
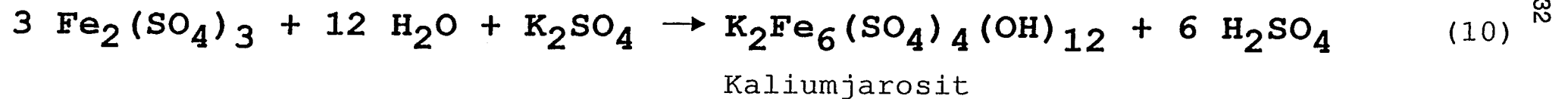


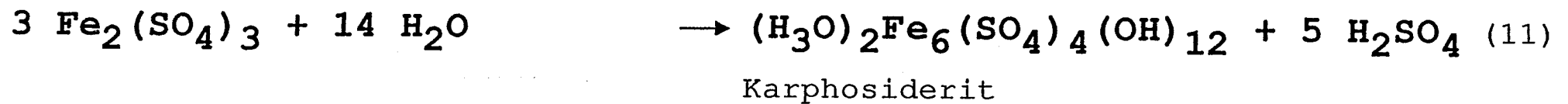
Bild 11a



(6) + (7) + (8) :



(6) + (7) + (9) :



Tab. 5: Fällungsreaktionen des Fe^{3+} bei pH-Werten $> 1,5$
nach Steintveit [2]

Ausbringen in Abhängigkeit vom pH-Wert
Schütteltisch, Konz. 0.5-1.2mm, T=20°C

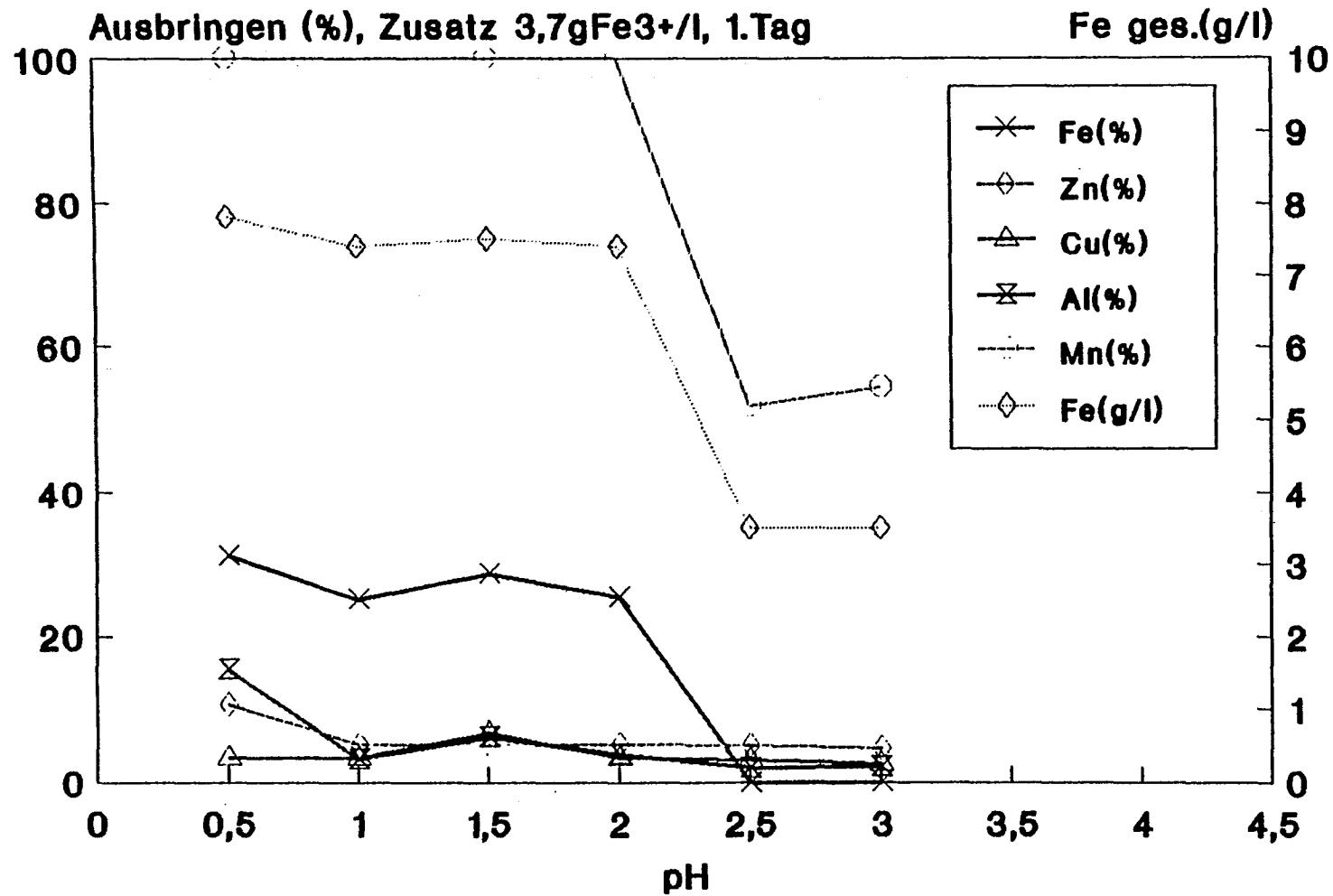


Bild 12a

Ausbringen in Abhängigkeit vom pH-Wert
Schütteltisch, Konz. 0.5-1.2mm, T=20°C

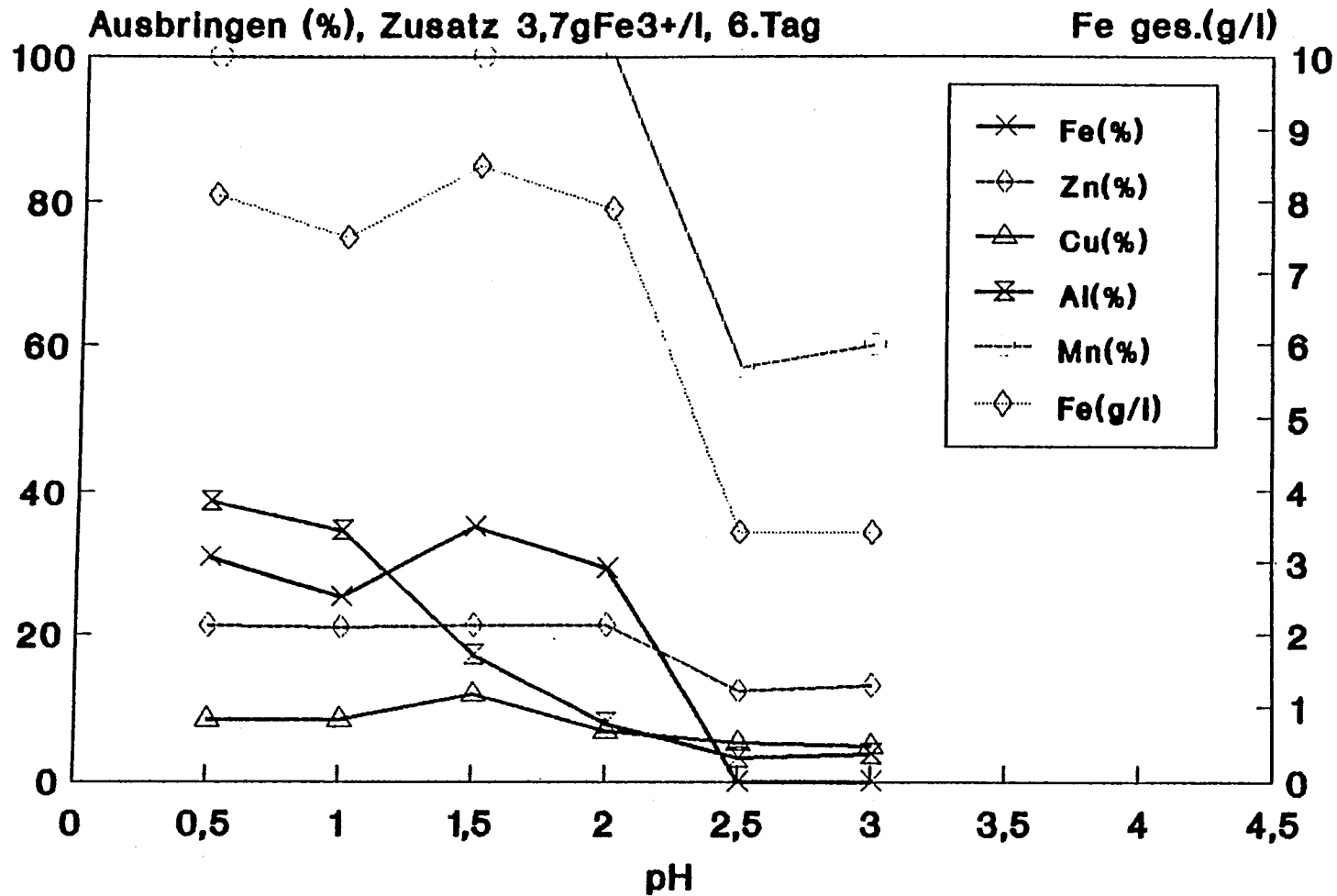


Bild 12b

Ausbringen in Abhängigkeit von der Zeit
Perkolator, Gesamtpr.<20mm, T=20°C, pH=1

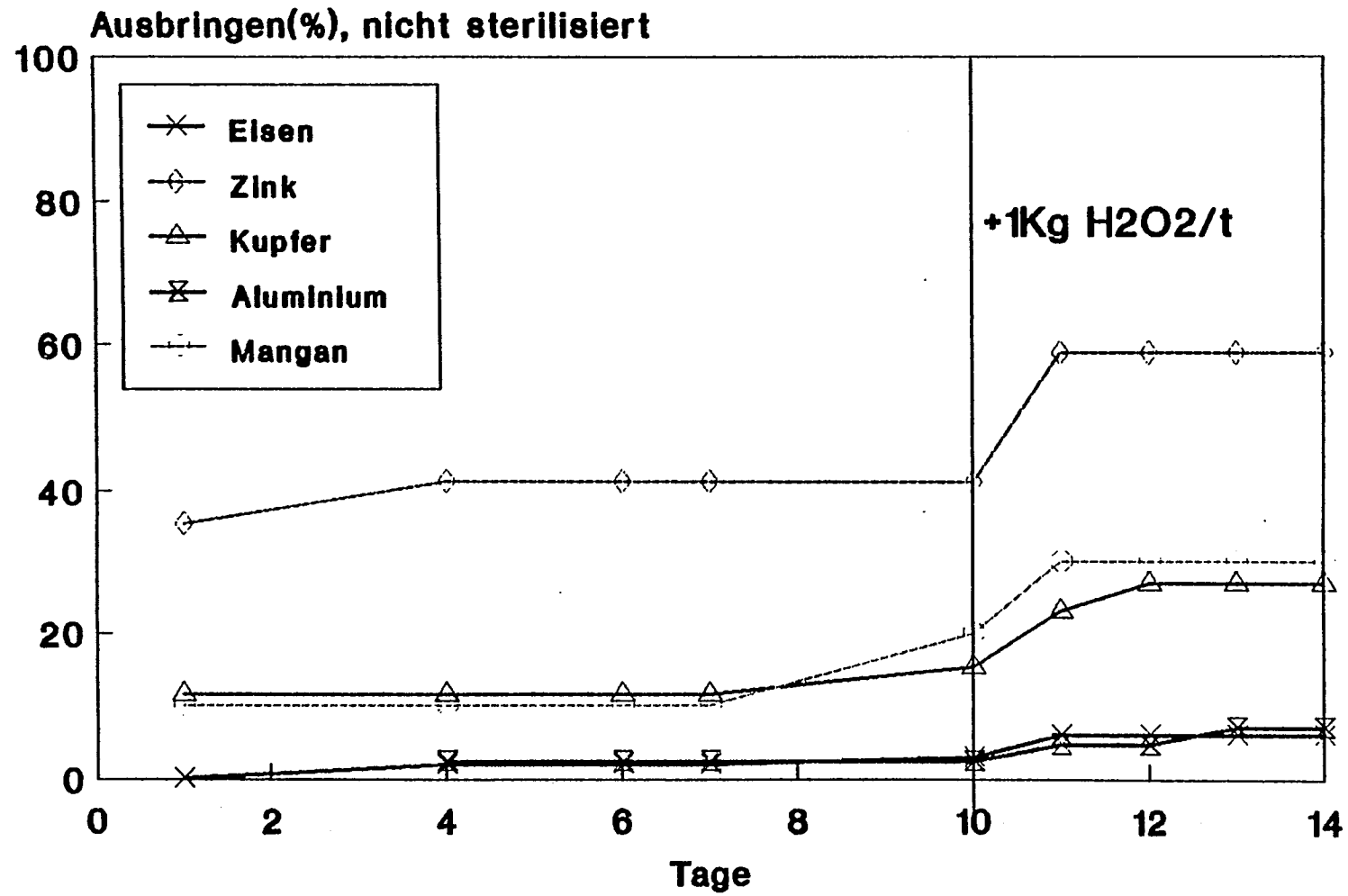


Bild 13a

Ausbringen in Abhängigkeit von der Zeit
Perkolator, Gesamtpr.<20mm, T=20°C, pH=1

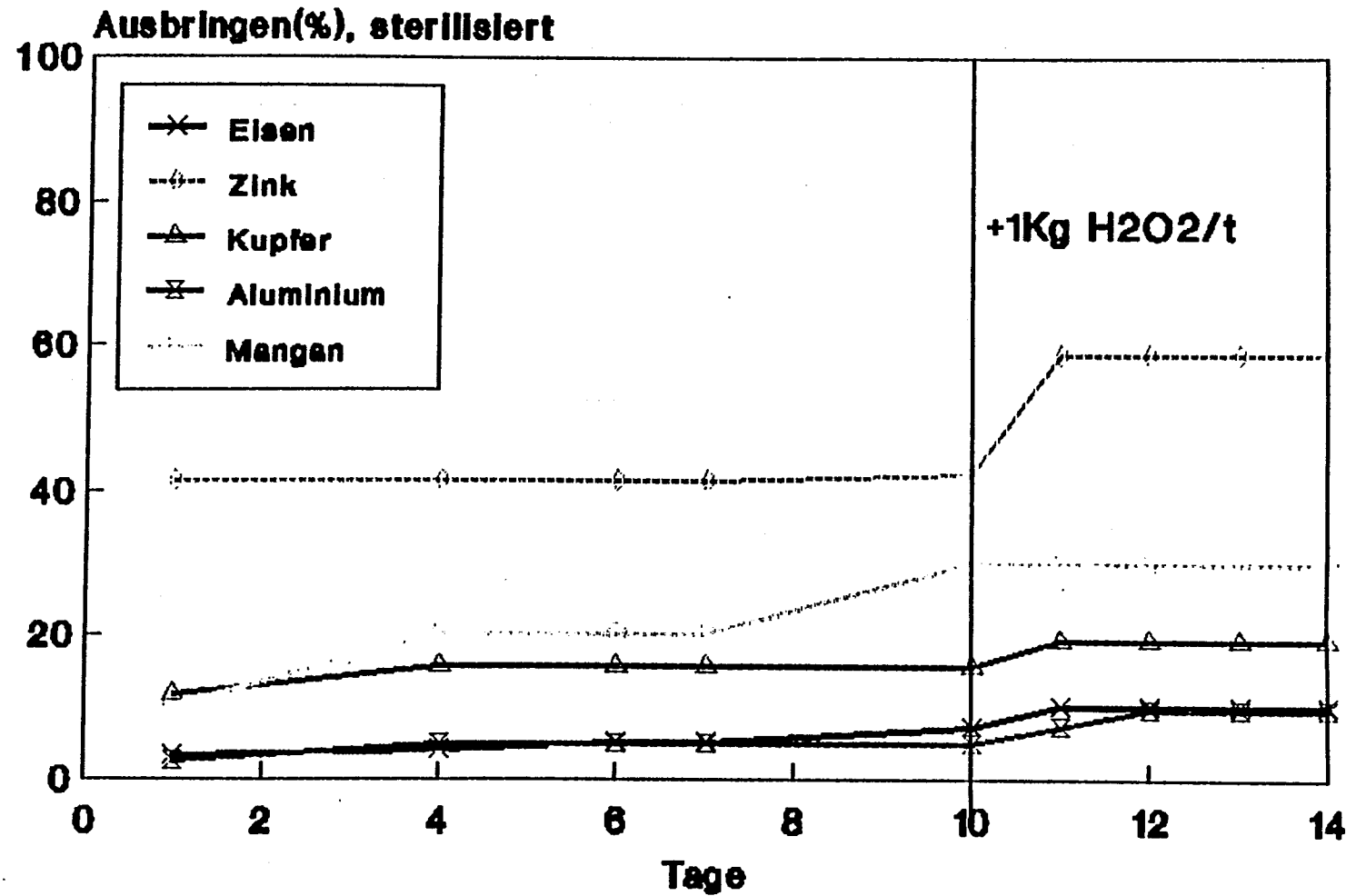


Bild 13b

Ausbringen von Zink bei verschiedenen Verhältnissen von $\text{Fe}^{3+}:\text{Zn}$, $T=70^\circ\text{C}$

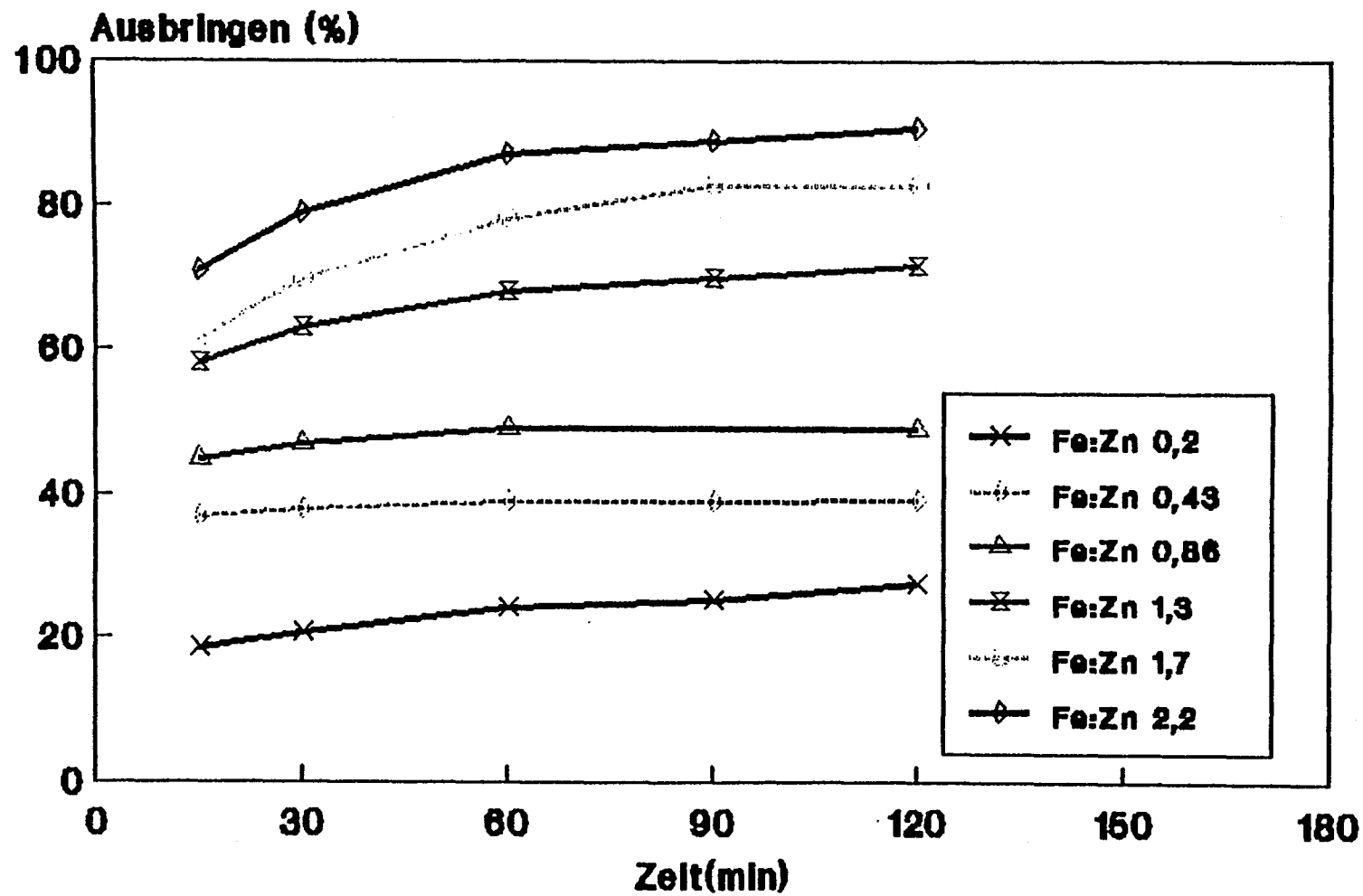


Bild 14

**Ausbringen von Zink bei der Oxidation
von Fe^{2+} mit O_2 , KMnO_4 und H_2O_2 , $T=20^\circ\text{C}$**

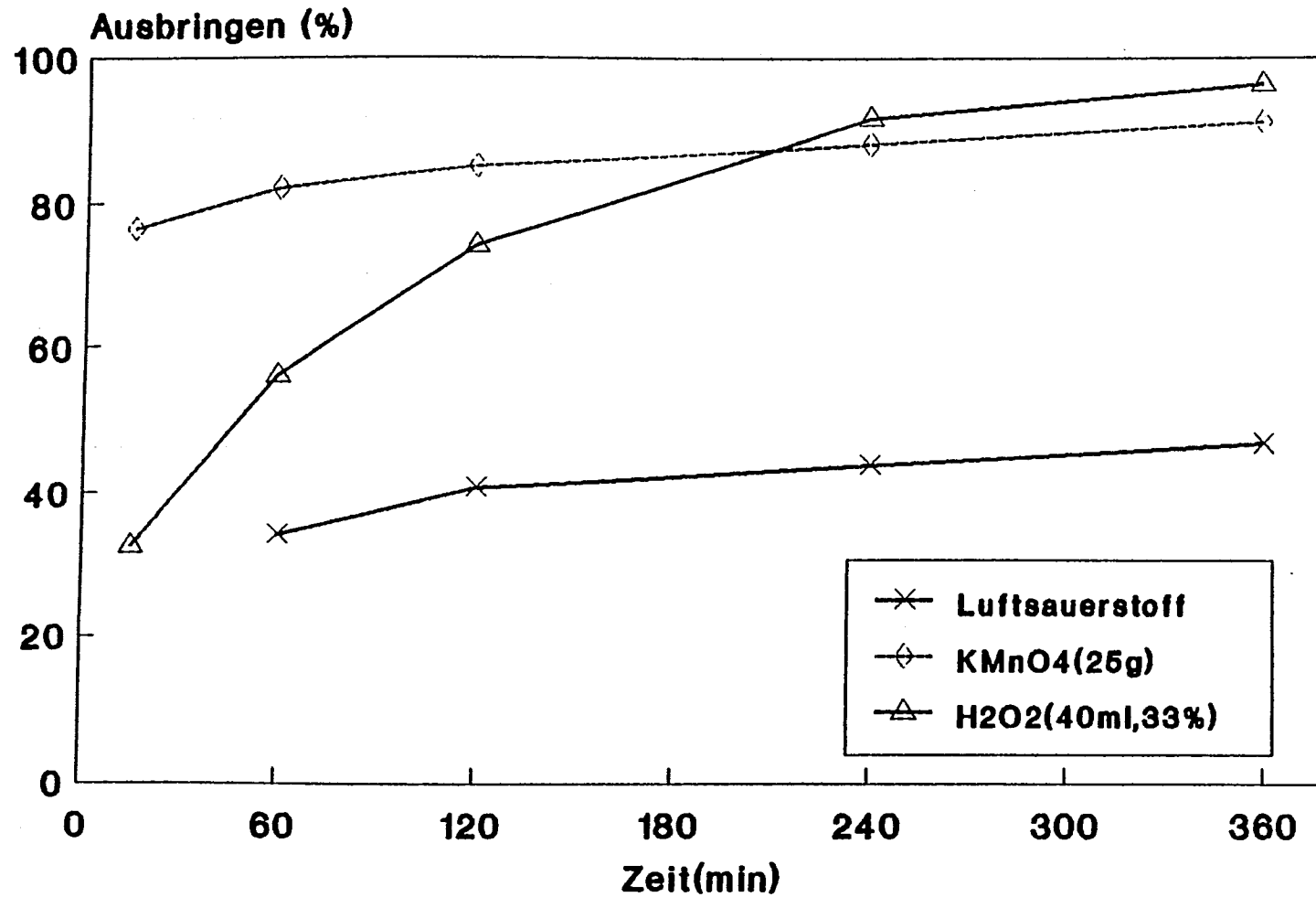


Bild 15

**Katalytische Wirkung
von Cu^{++} auf die Oxidation von Fe^{++}**

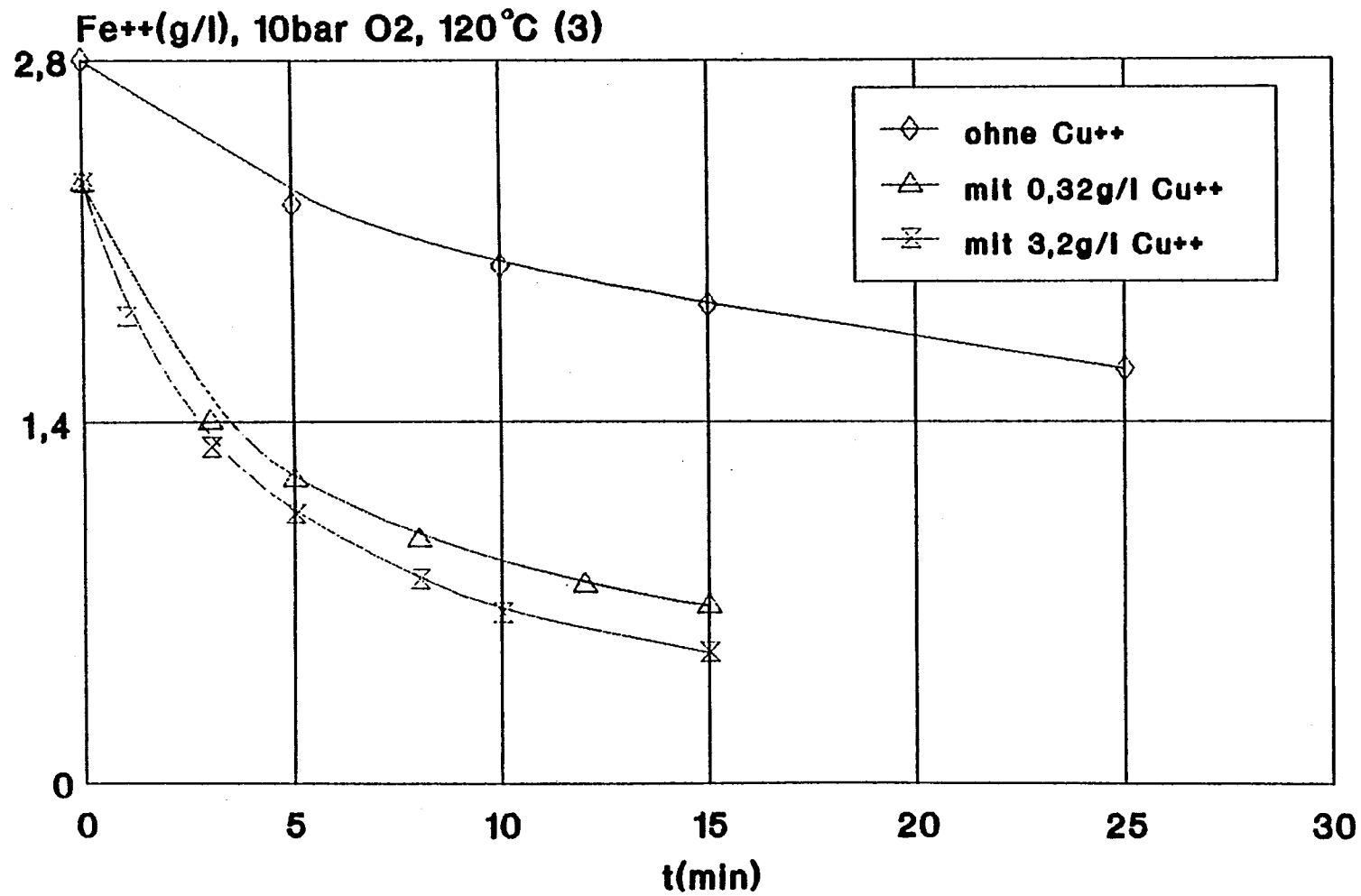


Bild 16

Ausbringen von Zink bei verschiedenen
Temperaturen; Fe³⁺:Zn = 0,86

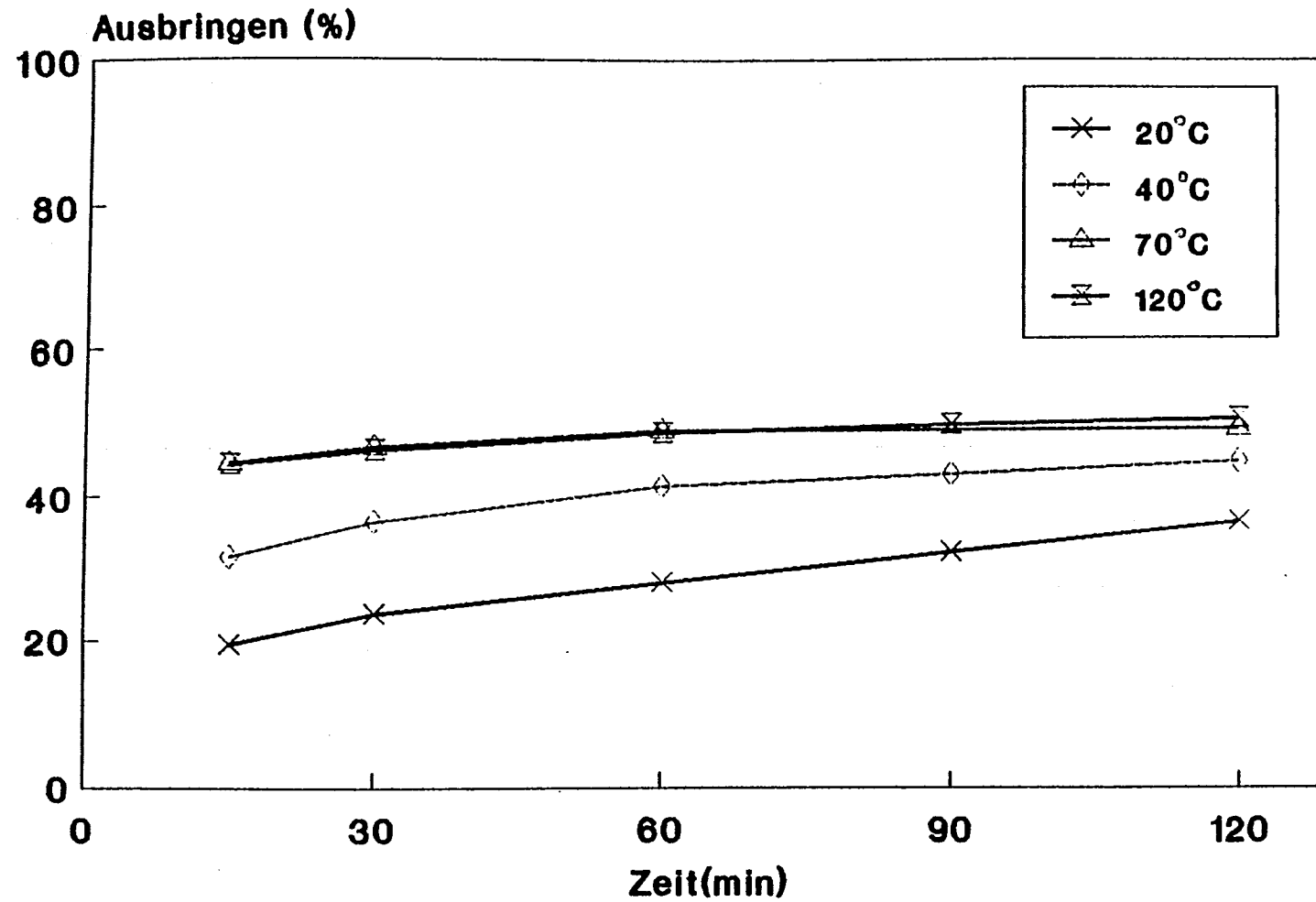


Bild 17

THE TECHNOLOGICAL SCHEME FOR THE BACTERIAL LEACHING PLANT FROM ILBA VENERA

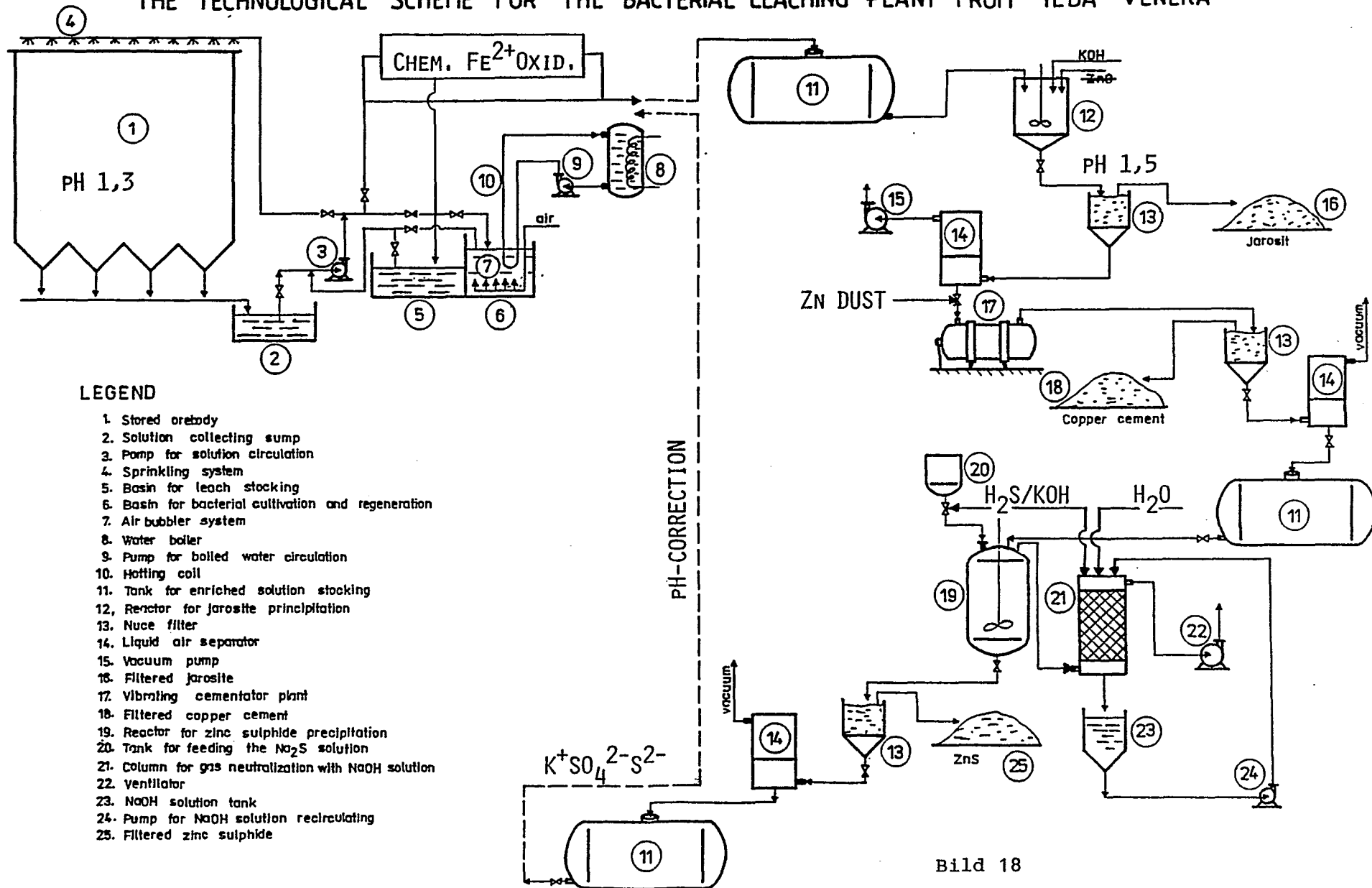


Bild 18

VERSUCHE BETREFFS CU-UND Zn -VER-
WERTUNG AUF DEM ERZ ILBA-VENERA
(ROMANIA) MIT BAKTERIELLE LAUGUNG

S.KOVACS, M.JELEA, C-tin GILCA,
N. OROS, M.PETERFI, M.BIVOLARU, I.HUDREA,
A.KRUCK (I.C.P.M.-Baia Mare, Dr.V.Babes Str.
62,4800 Baia Mare, ROMANIA)

1. Darstellung der Versuche und die erhaltene Ergebnisse bei der bakterielle Laugung "in situ" des Erzes Ilba-Venera in der Periode September 1990-Februar 1991

Das von der Grube Ilba-(Gang Venera), erhaltenen Erz, ein sehr armes Erz im Cu-und Zn-Schwefel ist. Die Cu-haltigende Mineralisation besteht am meisten von Nebensulfiden. Die Hauptmineralisation besteht aus Pyrit. Mit Beruecksichtigung auf die geringen Gehalte der Nutzmehalle, die Ausbringung und die Flotation dieses Erzes uneffizient ist.

Die prozentualen Gehalte der Haupterzkompnenten sind wie folgt: 0,13-0,14 Cu, 0,10-0,12 Zn, 0,03-0,04 Pb, 4,5-7,0 Fe, 6-7 S, 50-70 SiO₂, 8-6 Al₂O₃, 0,5-3 MgO, 0,3-0,4 CaO, 0,4-0,5 MnO.

Zweck der Feststellung der Anwendungsmoglichkeit der bakteriellen Laugung bei diesem Erz, wurden Laborversuchungen mit Korngroesse von 10 mm; als Laugungslosung wurde 9k Medium in den Varianten mit und ohne Eisensulfat und die Bevolkerung von Thiobacillus ferrooxidans im unsterilen Arbeitsbedingungen verwendet, das Verhaeltnis fest-fluessig war verschieden, entsprechend dem eingetragenen Daten in der Tabelle 1.

Cu-Ausbringung in den Varianten mit und ohne Zusatz von Eisensulfat, waren relativ nah -44-41,8% und 55-53,5%, dass beweist, dass das Zusatz Eisensulfat die Kupferendausbringung nicht bedeutsam beeinflusst. Betreffs das Verhaeltnis fest-fluessig, bemerkte man das die besten Ergebnisse erhalten wurden beim Verhaeltnis von 2:1, bzw. 55% - Cu-Ausbringung und 88,8% Zn-Ausbringung in der Losung.

Die Analyse der Lösungszusammensetzung am Ende der Laugungsprozess, entsprechend dem enigetragenen Daten in der Tabelle 2, zeigte Cu- und Zn-Gehalte höher beim Verhältnis S:L, von 2:1, bzw. 545-622 mg Cu/l und 1000 mg Zn/l, gegen 383-409 mg Cu/l und 489-542 mg Zn/l. Die Eisengehalte in der Lösung, stellten geringere Konzentrationen in den Varianten ohne initialen Zusatz von Eisensulfat dar, aber diese durchgeführte Gehalte mit bakterielle Laugung des Eisens aus dem Erz, genügend für die Behaltung des bakteriellen Laugungsprozesses war. Bei der Varianten mit zusätzlichen Eisensulfat, wurden entlang des Prozesses, Fällungsphänomane des Eisens-III in der Erzkolonne wegen der pH-Erhöhungstendenzen festgestellt. Als Folge der Fällung des Eisen-III, wurde ein Teil von der Schwefelsäureverbrauch mit dieser Variante, kompensiert. Das Eisen war als Pufferrolle hier. Die Eisenfällung in der Erzkolonne drückte negative Effekte auf die Lösungskontaktierung mit dem Erz auf, und verursachte Schwierigkeiten in den Laugungsprozess. Deswegen empfahl man den anfänglichen Zusatz von Eisensulfat in den Laugungslosungen oder die Enteisung der erhaltenen Produktivlosungen aus dem bakteriellen Laugungsprozess, vor ihrer Rezyklierung über die Erzkolonne, nicht zu verwenden.

Die durchgeführten Untersuchungen von ICPM Baia Mare, stellen dar, dass das Erz-Ilba-Venera favorabel für die Anwendung des bakteriellen Laugungsprozesses mit *Thiobacillus* ist. Man konnte ausschätzen, das Ausbringen der Metalle für Kupfer 50-60% und Ca 70% für Zink bei einem 0,25-0,50 kg/Erztone Schwefelsäureverbrauch in der ersten Phase des Verfahrens; den pH-Wert stellt man nachher hangend von der Bakterienaktivität ab, fest.

Sowohl die durchgeführte mikrobiologische Untersuchungen von der Hamburg-Universität und Universität-Braunschweig, als auch von der I.S.B. Bucuresti auf Erzproben-Ilba, zeigten die Anwesenheit von *Thiobacillus ferrooxidans*, *Thiobacillus thiooxidans* und *Leptospirillum ferrooxidans* bei Dichte von ca. 10^{14} /g, die Anwesenheit von heterotrophen Mikroorganismen bei Dichte von 10^1 - 10^3 /g der Schimmel, die ebenfalls die Gesamtheit der heterotrophen Mikroorganismen aus dem Feststoffe, repräsentiert. Mit der durchgeführten Untersuchungen betreffs der Einfluss der heterotrophen Mikroorganismen auf den Laugungsprozess von der autotrophen Bakterien der Metallen aus dem Erz, wurde eine von der Heffe gefunden, die die Kupferlaugungsleistung erholte und zwar mit ca 24,6% und beim Zink mit ca. 19,2%.

Auf Grund der erhaltenen Ergebnisse als Folge der

durchgeführten Laboruntersuchungen beim ICPM Baia Mare, I.S.B. Bucuresti, Universität-Hamburg und Universität Braunschweig, wurden gemeinsame Einrichtung für die experimentelle Anlage-bakterielle Laugung, untertags der Grube Ilba, festgestellt entsprechend dem Projekt, der im 1989 gemeinsam mit dem Fachleute von der Technischen Universität Clausthal, abgeschlossen wurde. Ebenfalls wurden auch bakterielle Laugungsversuche mit der Anwendung von gemischten Kulturen von Schwefel-oxidants und Eisen-oxidant Bakterien, durchgeführt.

Nach dem Vorschlag der West-deutschen Partner im Monat März 1990 betreffs die Einführung der Eisenfallungsphase im Form Jarosit, den Versuch führte Zn einer Modifizierung der hydrometallurgischen Flux für die Behandlung der erhaltenen Lösungen aus dem Laugungsprozess.

Das Schema der technologischen Flux bei der bakterielle Laugungsanlage von Ilba-Venera, im Abb.1 dargestellt, fasst die experimentelle Anlage für die untertag bakterielle Laugung des Erzes-Ilba und die hydrometallurgische Anlage für die Aufbereitung der erhaltenen Produktivlösungen aus der bakteriellen Laugungsprozess, am Oberfläche angeordnet, dar.

Die experimentelle bakterielle Laugung "in situ" des Erzes Ilba besteht aus:

- Experimentell Abbau - Magazinerzkörper

1. Mit den Abmessungen von 10*10*1m, ist auf Venera-Gang 40 lokalisiert, den 310 Horizont- in der westlichen Extremität des Ganges, in der 52 Abschnitt, entsprechend dem "in situ" Planung der Grube Ilba.

Zerkleinerungsart und Erzmagazinierung wurde mit den klassischen Bohr-Sprengverfahren durchgeführt. Vorbereitungsart des experimentellen Abschnittes wurde mit Vorabbau, in den Hauptstrecken first, ohne natural Pfeiler ausgehaut.

Die Abgrenzung des Abschnittes wurde mit zwei Aufbrüche, die zusammen mit Erzausschachtung durchgeführt. Die Aufbrüche wurden so geortet, dass die Innenbegrenzweite der Aufbrüche von 10 m sein sollen. Die Ausschachtung auf die Höhe wurde bis zu einer Höhe von 12 m durchgeführt, so, dass die Höhe des gelagerten Erzes nicht 10 m überschreiten soll.

- Die Sammelstrecke mit Sammelsumpf (2)

Mit Berücksichtigung auf die Sammlung der Lösung, die aus der experimentellen Abbau (1) herausfließt, die unter auf eine Weite von 11m mit Hilfe zweier von 10cm Betonfusstrecke, begrenzt. Der Sumpf wurde in der Sohlenstrasse, in der nahe von der unter östlichen Aufbruch des Abschnittes befindlichen Damm, amplasiert, mit der Langeseite mit 30cm von Streckenwand entfernt und im Gangfirstrichtung orientiert; Die Abmessungen

Tabelle 1.

Bakterielle Laugung der Metalle in der Lösung

Versuch- Variante	erhaltene Cu %				erhaltene Zn %			
	Laugungstage				Laugungstage			
	89	300	380	440	89	300	380	440
1. Zeuge	12,8	22,3	27,6	31,5	29,9	45,6	53,9	63,9
2. 9k mit FeSO ₄ -Medium S:L = 1:1	26,6	40,0	42,6	44,0	40,5	49,1	52,1	51,8
3. 9k ohne FeSO ₄ -Medium S:L = 1:1	28,3	36,2	37,5	41,0	44,8	45,1	46,6	44,5
4. 9k mit FeSO ₄ -Medium S:L = 2:1	21,1	47,6	48,9	55,0	41,6	67,1	70,5	74,4
5. 9k ohne FeSO ₄ -Medium S:L = 2:1	18,3	48,9	50,0	53,5	39,7	83,3	85,8	88,8

Tabelle 2.

Zusammensetzung der Lösung im nützlichen
nach 440 Laugungstage

Versuch- Variante	pH	Cu mg/l	Zn mg/l	Fe 3+ g/l
1. Zeuge	2,5	184	361	0,08
2. 9k mit FeSO ₄ -Medium S:L = 1:1	2,5	383	489	4,46
3. 9k ohne FeSO ₄ -Medium S:L = 1:1	2,5	409	542	1,00
4. 9k mit FeSO ₄ -Medium S:L = 2:1	2,5	622	1005	1,89
5. 9k ohne FeSO ₄ -Medium S:L = 2:1	2,5	545	1001	1,67

betragen $2 \times 0,9 \times 0,75\text{m}$ bzw. einen ca. $1,5\text{mc}$ Volumen. Um die Lösungsverluste aus der Sammelstrecke und aus dem Sammelsumpf zu vermeiden, wurde eine Betonierung mit einer von 10cm Gleicherschicht nachgefolgt von einer sauerfeste Isolierung bestehend von Polyester (Kunststoff) mit Glasfiber gezimert, durchgeführt.

- Becken fuer Speicherung - Regenerierung (5-6)

Den oben genannten Becken benoetigt man fuer die zeitweilige und periodische Aufbewahrung der Loesung zwecks der Regenerierung und Beimpfung. Die Gesamtkapazitaet des Beckens betragt 6mc . Der Becken wurde durch Aufhamen und Betonierung einer von 2m Langstrecke, in den Hauptstreckenwand, in den Firstteil angeordnet, durchgeführt. Der Becken fuer Speicherung-Regenerierung ist mit Hilfe einer Trennwand in zwei Abteilungen geteilt und sauerfest-mit Glasfiber gezimert, isoliert.

Die Abteilung CI(6), bzw. der bakterielle Generatorbecken (6) mit einem 2mc Volumen, ist mit einem Beheizungssystem (10), - versehen.

Die Speicherungsabteilung der Loesungen (saeuere)-CII (5) mit einem 4mc Volumen, speichert die laufenden Loesungen im Prozess.

- Berieselungssystem im Abbau (4) - benotigt man zwecks Erzlaugung und besteht aus einer Kunststoffleitung von 10m lang und 90mm Durchmesser, mit seitliche Loecher versehen und im oberen Teil des Abbaues, ueber den gelagerten Erz eingerichtet.

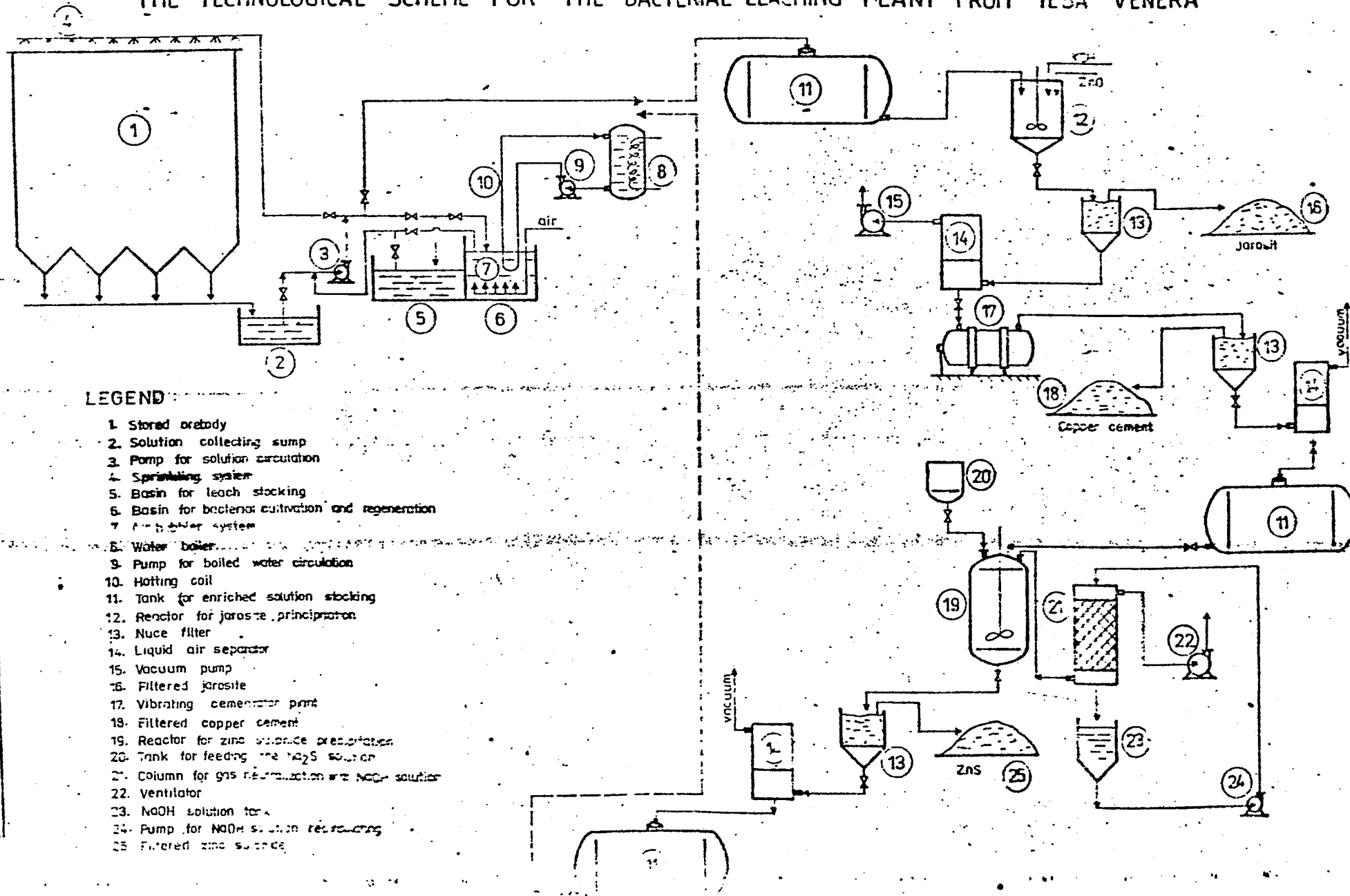
- Laufsystem der Loesungen ueber den Abbau aus dem Sumpf und Lagerungs-Regenerierbecken, besteht aus einer sauerfesten Schleuderpumpe, Typ PCNS - 40 (3) und Kunststoffleitungen, als auch von Gummischlauch mit Doppelmetallinsertion, mit rostfreien Klemmen versehen, zwecks der Beiseitigung der rostfreien Ventilen und so eine hoehere Beweglichkeit in der Zirkulierungsabteilung der Loesungen gewahrzuleisten.

- Bewetterungssystem (7) der bakteriellen Regenerierbecken (6) besteht aus einer Kunststoffleitung mit Bohrungen, am Grund der Abteilung eingerichtet und von einer befindliche Druckluftquelle am Grundstrecke gespeichert.

- Thermostatsystem (8,9,10) des bakteriellen Generatorbecken (6) besteht aus einer rostfreien Schlange (10) im Abteilung eingerichtet und mit warmes Wasser als thermisches Mittel aus einem Warmwassergenerator (8) geleitet. Die Rezirkulierung der warmes Mittel fuhrte man mit eine Schleuderpumpe, Prototyp ICPM Baia Mare, durch.

Arbeitsweise: Entsprechend dem im Abb.1 dargestellten technologischen Flux, die maturisierte bakterielle Laugungsloesung aus dem C-I (6) Abteilung ist mittels Pumpe PCNS-

THE TECHNOLOGICAL SCHEME FOR THE BACTERIAL LEACHING PLANT FROM IL3A VENERA



40 (3) 9 in der Berieselungsleitung (4) des Abbaus (1) geleitet wegen der durch Pumpen ausgeübte Druck, die Loesung berieselt das Erz und tritt gravitationall durch die zerkleinerte Erzmasse durch, wird dann in den Grundstrecke unter den Abbau aufgefangt und dann im Sammelsumpf (2) wegen der Steilheit von 7%, gesammelt. Die Loesung wird über den Erzkörper in mehrere Laugungszyklus rezirkuliert bis ihre Anreicherung im Nutzelementen. Die erhaltene Produktivloesung aus dem Prozess, kann in den Abteilung CII (5) der Laugung-Regenerierungsbecken, gelagert sein; zur gleicher Zeit wird auch die Anreicherungsphase in Nutzelemente und andere Teile der bakterielle Losung, gestartet.

Die erhaltene Produktivloesung aus dem bakteriellen Laugungsprozess wird am Oberfläche mittels zweier sauerfesten Wagen und mit Dichtdeckel vorgesehen, gefordert.

Untertags Laugungsversuche und die erhaltenen Ergebnisse

Untertags Laugungsversuche und die erhaltene Ergebnisse

In der Periode 21-29 August 1990, wurden die technologischen Wasserproben mit der Anlage für bakterielle Laugung im Untertag der Grube Ilba durchgeführt, die die Dichtheit der durchgeführten Bergarbeiten und die Prüfung der Betriebssetzung der Laufsystem der Losung zu prüfen sollten.

Am 21. August 1990 wurde Wasser in den zwei Lagerungs-Regenerierungsbecken gesammelt und hat man den Berieselungssystem des Abbaus durch Pumpen von 3,1 cm Wasser über den Versuchabbau nachgeprüft.

Am 29.08.1990 wurde die bakterielle Losungsbehandlung nach Mackintoshmethode begraben, und zwar zu einem 2 cm Volumen mit den benötigten Eisensulfatzusatz und Verbesserung der 1,8-2 pH-Werte. Die Losung wurde unter eine Temperatur von 23-26 °C gehalten. Die vorbehandelte Losung wurde mit autotrophe Biomasse beimpft, die von der deutschen Mitarbeiter gebracht wurde. Fortsetzend wurde der Losung, Schwefelmenge und die benötigten für Mackintoshmedium Grundsalzen von Stickstoff und Phosphor, zugesetzt.

Der bakterielle Generator funktionierte unter kontinuierliche Luftaufwallen und Thermostatisieren bei 23-26 °C, für eine Zeitdauer von 48 Stunden.

Taglich wurde die bakterielle Losung aus der bakteriellen Generator nachgeprüft und wurden die pH-Werte ,Fe²⁺, Fe³⁺,FeTotal und die Konzentrierung der Bakterien analysiert.

Am 31.August 1990 wurde das experimentalle Erzkorper mit heterotrophe Bakterien beimpft, die die Spezialisten aus der Universität Braunschweig brachten.

Die heterotrophe Bakterienbiomasse im 20 l Wasser gelost wurde und uber das Erzkorper manuell von oben experimentell berieselt wurde.Uber die heterotrophe Biomasse wurde 0,1 cm Industrialwasser und 0,3 cm behandelte Mackintosh Losung ohne Schwefel und Eisen mit 3,5-4 pH-Wert,gepumpt.

Fortsetzend , wurde die erste Beimpfung des Erzes aus dem Abbau mit autotrophe Bakterien durch Berieselung des Abbaus mit 1 cm bakterielle Losung aus dem Bakteriengenerator C I (6),durchgefuhrt.

In einem Tag wurde 2 cm Wasser im C II(5) des Lagerungs-Regenerierungsbecken gesammelt und wurden die benötigten für den Mackintoshmedium zugesetzt.

Es wurde den pH-Wert zu 2,0 mit Schwefelsauere verbessert.Wurde die Losung durch Mischung der Losungen aus den zwei Lagerungs-Regenerierungsbecken beimpft.

Die Versuche wurden am 0,1 September 1990 mit zwei Rezierkulierungen der gesammelten in der Strecke unter dem Abbau , Losungen und im Sammelsumpf , fortgesetzt.Die Rezierkulierung der Losungen wurde im Zeitspannen von 6 Stunden durchgefuhrt.

Die zweite Beimpfung mit autotrophe Biomasse der Erzkorper wurde am 02 September 1991 mit Berieselung des Abbaus mit 1 cm bakterielle Losung aus dem Bakteriengenerator- C I (6) durchgefurt.

Fortsetzend wurden zwei Rezierkulierungen der gesammelten Losungen in der Strecke , unter dem Abbau und im Sumpf , uber dem Abbau , im Zeitspanne von 6 Stunden , durchgefuhrt.

Die gebliebene Losung aus dem Abteilung C I (5) wurde im Generatorbecken C I (6) geleistet und im Lagerungsbecken C II (5) wurden 2 cm frische Mackintoshlosung aufbereitet.

Die dritte Beimpfung der Erzkorper mit autotrophe Biomasse, fand am 04.09.1990 durch Berieselung des Abbaus mit 2 cm bakterielle Losung aus dem Bakteriengenerator C I (6) statt.Fortsetzend wurden im Zeitspanne von 6 Stunden zwei Rezierkulierungen der gesammelten Losungen in der Strecke unter dem Abbau und im Sammelsumpf , uber dem Abbau durchgefuhrt.

Es wurde festgestellt , dass im Versuchslaufzeit einige Undichtheiten in der Strecke unter dem Abbau und im Fangbecken (2) erschienen sind.Demzufolge die gesammelten aus dem Abbau Losungen wurden ,hangend von der Benotigung ab , in den Lagerungs-Regenerierungsbecken (5-6) geleistet.

Fortsetzend wurde zu periodische Rezirkulierung der Laugungslosungen aus dem Sammelsumpf und aus dem Lagerungs-Regenerierungsbecken über dem Abbauerz zwecks der Cu- und Zn laugung aus dem Erz verfahren.

Die analytische Kontrolle des bakteriellen Loseprozesses des Kupfer und Zink aus dem gelagerten im experimentellen Abbau Erz, wurde mit systematische Probenahme der laufenden Losungen im Prozess durchgeführt, zwecks der Bestimmung der Totaleisens, Eisen II, Eisen III, Kupfer, Zink, pH-Wert, Redox-Potential und Bakterienkonzentrationen. Ebenfalls wurden Lufttemperatur aus der Hauptstrecke, Temperatur der Laugungslosungen vor und nach der Rezirkulierung, über dem Abbau, als auch die Menge der gesammelten Losungen in den Lagerungs-Regenerierungsbecken-CI, CII(5-) und im Sammelsumpf (2), beobachtet.

Die Laugungsversuche, die untertags bis jetzt durchgeführt wurden, haben 3 Laugungszyklen in den Perioden : 31.08.1990-19.09.1990, 28.09.1990-26.10.1990, 21.11.1990-07.01.1991, umfasst. Den 4. Laugungszyklus startete am 7.03.1991 und ist im Entwicklungskurs. Die Unterbrechung der Laugungsexperimente sind wegen einigen Defektionen, die auf dem Speicherungsweg der energetischen Restriktionen in der Grube Ilba.

Nach jeder Laugungszyklus, die erhaltene produktive Losungen wurden an den Pilotanlage-ICPM Baia Mare, zwecks der Verwertung, transportiert.

Die Ergebnisse der durchgeführten auf dem Flux, Analysen, zusammen mit Temperaturen und Losungsmenge, die im Prozess beobachtet wurde, sind in der Tabelle 3 zu sehen.

Zu einer Rezirkulierung der Laugungslosung über den experimentellen Abbau, wurden verschiedene Lösungsarten geleitet.

Wurde ebenfalls eine Rechnung der gemässigten Medias der Gehalte sowohl für Berieselungslosungen, als auch für die zu einer Rezirkulierung gesammelte Losungen.

Entsprechend der Tabelle 3, von diesen Werte kann man die Einrichtungprozent der Laugungslosungen im Nutzelemente nach einer Rezirkulierung über den gesammelten Erz im Abbau, ausschätzen.

Den I. Laugungszyklus, entsprechend der Daten der Tabelle 3, wurde in einer Periode von 20. Laugungstage entwickelt und hat auch die Erzbeimpfung mit heterotrophe Biomasse, zusammengefasst, die Beimpfung in drei Stufen mit autotrophe Bakterien und 11 Rezirkulierungen der Laugungslosung. Bei dieser Laugungszyklus, im System wurde insgesamt 7,78 cm Losung eingeführt und am Ende der Periode wurden nur 2,2 cm gefunden.

Die Variation der bakterielle Losungsmenge bei der Rezirkulierung über den experimentellen Abbau, hangend von der

I - Taglicher Volumenverlust: $\frac{5.58}{20} = 0,279 \text{ cm/Tag}$

II - Taglicher Volumenverlust: $\frac{1.92}{28} = 0,068 \text{ cm/Tag}$

III - Taglicher Volumenverlust: $\frac{2.96}{47} = 0,063 \text{ cm/Tag}$

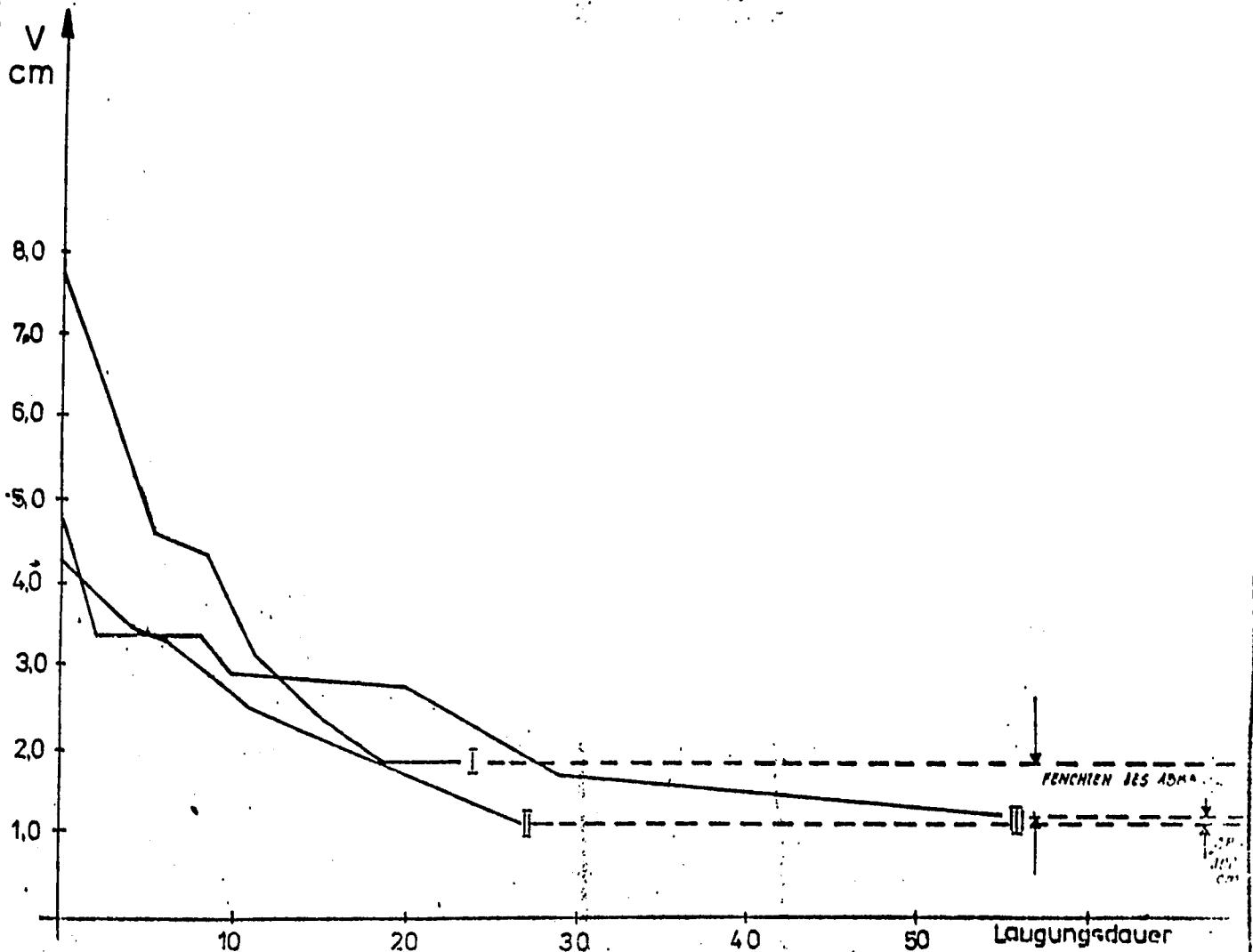


Abb.2

Variation des Volumen der bakteriellen Lösungen bei der Rezirkulation durch den experimentellen Abba, abhängig von der Laugungsdauer.

Tabelle 3

Die Zusammensetzung der Zirkulierten Lösung in den bakterielle Laugungsprozess

Rezirkulations- ueber den Abban	Die Zusammensetzung und Herkunft der berieselte Lösung									Die Zusammensetzung und Langerungsort der gesammelten Loesungen									
	Volumen und Herkunft der berieselte Lösung mc	T	pH	Cu	Zn	FeT	Fe3+	E	Bakterien Konzentration Zelle/ml	Volumen und Sammelort der Lösung mc	T grd.C	pH	Cu g/l	Zn g/l	FeT g/l	Fe3+ g/l	E (+)mV	Bakterien Konzentration Zelle/l	
	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
Nach technologische Proben mit 3,1 Wasser		I. Langungszyklus									1,36-(2)	24,5	1,8	0,65	4,09	8,79	8,07	547	1,7*10E7
Einimpfung	0,02 het.Bakt	20	-	-	-	-	-	-	-										
	0,10 wasser	18	6,4	-	-	-	-	-	-		1,84 (2) und								
	0,3 M-Medium	20	3,7	-	-	-	-	-	-		Strecke unter								
	1,0-(6)	23	1,5	-	-	3,07	1,28	-	1,48*10EB	Abban	24,2	1,8	0,67	4,18	11,77	7,14	559	-	
1-2 R	1,84 (2) und Strecke unter Abban	23	1,8	0,67	4,18	11,77	7,14	559	-	1,84 (2) und Strecke und Abban	24	1,74	0,77	4,42	13,89	11,71	588	-	
3R	1,0 (6)	23,5	1,64	-	-	2,68	0,78	552	2,6*10E7	1,84 (2) und Str. unter Ab.	24	1,8	0,51	3,29	9,99	9,15	627	7,6*10EB	
4R	1,84 (2) und Str. unter Ab.	23,9	1,86	0,51	3,29	9,99	9,15	627	7,6*10EB	1,80 (2)	24	1,88	0,53	3,82	14,06	8,15	591	-	
5-6 R	2,0 (6)	23,5	1,89	-	-	2,12	0,84	-	2,6*10E7	1,6 (6)	23,8	1,84	0,45	2,58	9,21	7,20	589		
	2,0 M-Medium	23,0	2,50	-	-	2,10	0,70	-	-	2,5 (5)	23,8	1,92	0,37	2,17	8,37	7,70	-		
	1,8 (2)	22,0	1,88	0,53	3,82	14,06	8,15	591	7,6*10E7	0,57 (2)	24	1,87	0,35	2,13	9,93	9,54	615		
	T. Vol.=5,8									T. Vol.=4,67									
gemassigte Durchschnitt:		22,8	2,10	0,16	1,19	5,09	2,82	-	3,3*10E7	gem. Durchschnitt:	23,8	1,88	0,40	2,31	8,85	7,75	596		
7R	1,6 (6)	23	1,84	0,45	2,58	9,21	7,20	589		2,02 (6)	24	1,98	0,49	2,76	9,71	9,60	637	3,2*10EB	
	2,5 (5)	21	1,92	0,37	2,17	8,37	7,70	-		1,40 (5)	24	2,04	0,49	2,59	9,32	9,10	585	3,2*10EB	
	0,57 (2)	22	1,87	0,35	2,13	9,92	9,54	615		1,04 (2)	24	1,90	0,52	3,04	10,49	9,93	538	3,2*10EB	
	T. Vol.=4,67									T. Vol.=4,46									
gemassigte Durchschnitt:		22,0	1,88	0,40	2,31	8,85	7,75	596	gemassigte Durchschnitt:	24	1,98	0,50	2,77	9,78	9,52	598	3,2*10EB		
8R	T. Vol.=4,46									2,34 (6)	24	2,51	0,48	2,67	11,43	10,98	588	2,40*10EB	
gemassigte Durchschnitt:		22	1,98	0,50	2,77	9,78	9,52	598	3,2*10EB	0,80 (2)	24	1,75	0,55	2,86	12,22	11,89	532	2,43*10EB	
										T. Vol.=3,14									
gemassigte Durchschnitt:										gemassigte Durchschnitt:	24	2,32	0,50	2,72	11,63	11,21	574	2,41*10EB	
9R	T. Vol.=3,14									1,94 (6)	24	1,96	0,54	3,39	11,77	11,55	582		
gemassigte Durchschnitt:		22	2,32	0,50	2,72	11,63	11,21	574	2,41*10EB	0,60 (2)	24,5	1,71	0,71	4,11	12,89	12,44	540		
										T. Vol.=2,54									
gemassigte Durchschnitt:										gemassigte Durchschnitt:	24,1	1,90	0,58	3,56	12,03	11,76	572		
10R	T. Vol.=2,54									1,40 (6)	24	2,08	0,52	3,23	15,51	15,29	690	9,6*10E7	
gemassigte Durchschnitt:		21	1,90	0,58	3,56	12,03	11,76	572		0,57 (2)	24	1,96	0,58	3,58	15,95	15,50	661	7,6*10E7	

									gemassigte Durchschnitt:	24	2,05	0,54	3,33	15,64	15,35	682	9,0*10E7	
11R	T. Vol.=1,97									2,0 (6)	24,5	1,94	0,56	3,42	16,18	15,85	687	3*10E8
gemassigte Durchschnitt:	22	2,05	0,54	3,33	15,64	15,35	682	9*10E7										
									T. Vol.=2									
									gemassigte Durchschnitt:	24,5	1,94	0,56	3,42	16,18	15,85	687	3*10E8	
II. Langungzyklus																		
1R	2,0 (6)	22	2,78	0,05	0,19	1,00	0,81	662	-	1,62 (6)	23,5	1,98	0,35	1,85	9,26	9,04	665	2,5*10E7
	0,20 (7)	22	2,02	0,69	3,77	17,47	17,02	585	7*10E7	0,60 (2)	24	1,75	0,48	2,66	13,05	12,72	643	1,4*10E7
	T. Vol.=2,2									T. Vol.=2,22								
gemassigte Durchschnitt:	22	2,53	0,11	0,52	2,50	2,28	655	3,2*10E7	gem. Durchschn:	23,8	1,92	0,39	2,07	10,28	10,04	659	2,2*10E7	
2R	1,62 (6)	22	1,98	0,35	1,85	9,26	9,04	665	2,5*10E7	1,30 (6)	23	2,17	0,24	1,29	6,41	6,19	660	2,6*10E7
	0,60 (2)	23	1,75	0,48	2,66	13,05	12,72	643	1,4*10E7	1,30 (2)	24	1,8	0,50	2,74	14,06	13,95	675	5,2*10E7
	0,50 (5)	22	2,72	0,05	0,23	0,83	0,72	659	1,3*10E7									
	T. Vol.=2,72									T. Vol.=2,60								
gemassigte Durchschnitt:	22,2	2,07	0,32	1,73	8,55	8,32	659	2,04*10E7	gem. Durchschn:	23,5	1,90	0,37	2,02	10,24	10,07	668	3,9*10E7	
3R	1,30 (6)	22	2,17	0,24	1,29	6,41	6,19	660	2,6*10E7	1,34 (6)	24,5	2,04	0,38	2,24	10,21	10,09	645	3*10E7
	1,75 (5)	22	2,72	0,05	0,23	0,83	0,72	659	1,3*10E7	1,40 (5)	24,5	2,05	0,34	1,90	9,76	9,64	650	4*10E7
	1,30 (2)	22	1,90	0,50	2,74	14,06	13,95	675	5,2*10E7	0,74 (2)	25	2,05	0,50	2,78	19,19	18,97	565	1,1*10E8
	T. Vol.=4,35									T. Vol.=3,48								
gemassigte Durchschnitt:	22	2,31	0,24	1,30	6,45	6,31	664	2,9*10E7	gem. Durchschn:	24,6	2,05	0,39	2,22	11,94	11,80	630	5,1*10E7	
4R	T. Vol.=3,48									0,96 (6)	24,5	1,98	0,39	2,17	9,71	9,38	654	7,4*10E7
gemassigte Durchschnitt:	22,6	2,05	0,39	2,22	11,94	11,80	630	5,1*10E7	1,08 (5)	24,5	1,92	0,36	2,17	12,55	12,10	551	4,4*10E7	
									1,25 (2)	24,5	1,92	0,42	2,51	14,34	14,01	609	8,0*10E7	
										T. Vol.=3,29								
									gem. Durchschn:	24,5	1,94	0,39	2,30	12,40	12,03	620	6,6*10E7	
5R	T. Vol.=3,29									0,92 (6)	24	2,18	0,47	2,59	15,34	15,01	634	1,6*10E8
gemassigte Durchschnitt:	23	1,94	0,39	2,30	12,40	12,03	620	6,6*10E7	1,06 (5)	24	2,07	0,41	2,55	13,95	13,73	546	5,8*10E7	
									0,55 (2)	24	1,91	0,53	2,84	15,28	15,06	560	1,6*10E8	
										T. Vol.=2,53								
									gem. Durchschn:	24	2,06	0,46	2,63	14,74	14,48	581	1,17*10E8	
6R	T. Vol.=2,53									0,64 (6)	24,5	2,05	0,49	2,71	18,14	18,02	716	7,8*10E7
gemassigte Durchschnitt:	23	2,00	0,40	2,36	15,33	15,15	696	8,5*10E7	0,68 (5)	24,5	2,18	0,42	2,42	16,91	16,35	587	1,0*10E8	
									0,42 (2)	24,5	2,19	0,53	2,80	20,14	19,92	649	1,0*10E8	
										T. Vol.=1,74								
									gem. Durchschn:	24,5	2,13	0,47	2,62	18,14	17,83	649	9,2*10E7	
7R	T. Vol.=1,74									0,79 (5)	24	2,21	0,50	2,76	20,53	20,20	601	1,4*10E8
gemassigte Durchschnitt:	23	2,13	0,47	2,62	18,14	17,83	649	9,2*10E7	0,42 (2)	24	2,11	0,52	2,78	21,20	20,98	623	1,3*10E8	
									0,40 (6)	24	2,05	0,49	2,71	18,14	18,02	716	9,6*10E7	
										T. Vol.=1,61								
									gem. Durchschn:	24	2,14	0,50	2,75	20,11	19,86	635	1,26*10E8	

III. Langungszyklus																		
1R	0,40 (6)	23	2,05	0,49	2,71	18,14	18,02	716	9,6*10E7	1,7 (6)	24	2,00	0,56	2,23	22,87	22,21	508	6,8*10E7
	0,52 (5)	22	2,21	0,50	2,76	20,53	20,20	601	1,4*10E8	0,79 (5)	24	1,98	0,11	1,77	19,36	19,14	527	6,4*10E7
	0,46 (2)	22	2,11	0,52	2,78	21,20	20,98	623	1,3*10E8	0,64 (2)	24	1,98	0,10	0,53	6,36	6,14	530	4,0*10E7
	3,33 wasser	22	2,00	-	-	-	-	438										
	T. Vol.=4,71									T. Vol.=3,13								
gemassigte Durchschnitt:		22	2,00	0,15	0,84	5,88	5,81	498	3,6*10E7	gem.Durchschn:	24	2,00	0,35	1,76	18,60	18,14	510	6,1*10E7
2R	T. Vol.=3,13									1,2 (6)	24	1,98	0,30	1,98	19,20	19,00	600	1,7*10E8
gemassigte Durchschnitt:		22	2,00	0,35	1,76	18,60	18,14	510	6,1*10E7	1,4 (5)	24	1,75	0,28	1,73	18,60	18,20	585	1,1*10E8
										0,59 (2)	24	1,65	0,40	2,00	19,40	19,15	610	2,4*10E8
										T. Vol.=3,19								
										gem.Durchschn:	24	1,82	0,31	1,87	18,97	18,67	595	1,6*10E8
3R	T. Vol.=3,19									1,10 (6)	24	1,55	0,31	1,81	16,91	16,69	662	1,4*10E8
gemassigte Durchschnitt:		22	1,82	0,31	1,87	18,97	18,67	595	8,4*10E7	1,22 (5)	24	1,53	0,22	1,35	14,51	14,40	669	1,2*10E8
										0,61 (2)	24	1,52	0,45	2,18	22,54	22,21	659	2,3*10E8
										T. Vol.=2,93								
										gem.Durchschn:	24	1,53	0,30	1,69	17,08	16,88	664	1,6*10E8
4R	T. Vol.=2,73									0,90 (6)	24	1,62	0,33	1,99	18,07	17,96	641	3,4*10E7
gemassigte Durchschnitt:		22	1,53	0,30	1,69	17,08	16,88	664	2,4*10E7	1,01 (5)	24	1,65	0,20	1,70	17,18	16,96	657	1,7*10E8
										0,82 (2)	24	1,52	0,40	2,32	22,76	22,65	659	4,5*10E7
										T. Vol.=2,73								
										gem.Durchschn:	24	1,60	0,30	1,98	19,15	18,99	652	8,8*10E7
5R	T. Vol.=2,73									0,6 (6)	24	1,60	0,45	2,34	22,43	21,81	608	5,6*10E7
gemassigte Durchschnitt:		22	1,60	0,30	1,98	19,15	18,99	652	2,6*10E7	0,68 (5)	24	1,65	0,41	2,04	19,19	18,86	632	7,2*10E7
										0,57 (2)	24	1,58	0,65	2,83	28,06	27,51	623	1,6*10E8
										T. Vol.=1,85								
										gem.Durchschn:	24	1,61	0,49	2,38	22,97	22,48	617	9,6*10E7
6R	T. Vol.=1,85									0,42 (6)	24	1,62	0,58	1,99	24,55	23,89	701	3,2*10E7
gemassigte Durchschnitt:		22	1,61	0,49	2,38	22,97	22,48	617	2*10E7	0,70 (5)	24	1,62	0,59	2,97	24,60	24,05	641	1,6*10E7
										0,10 (2)	24	1,63	0,58	2,48	32,81	32,26	622	1,0*10E8
										T. Vol.=1,29								
										gem.Durchschn:	24	1,62	0,55	2,45	23,89	23,33	670	2,7*10E7

Zeit ab , ist im Abb. 2 für die durchgeführten drei Laugungszyklen.

Die Lösungsverluste sind einerseits wegen der Feuchtigung des Erzes im Abbau, Lösungsverdampfung aus der Sammelbecken und Erzkorper und andererseits wegen der Undichtheiten bei der Strecke unter dem experimentellen Abbau zusammen mit dem Sammelsumpf (2).

Eine andere Bemerkung in Verbindung mit der laufenden Lösungen im System, nach der zweiten und dritte Laugungszyklus, betrifft die täglich festgestellten Verluste, von 0,06-0,08 cm Lösung aus dem System.

Dieser festgestellten Lösungsverlust bedeutet die Summe aller Undichtheiten bei der Bergarbeiten und die Verluste wegen Evaporisierung.

Die Verluste können in der Zukunft mit der Zeitverringern der Laugungszyklen begrenzt.

Aus der Analyse der erhaltenen Ergebnisse bei dem I. Laugungszyklus bemerkt man , dass nach 6 Rezirkulierungen der Lösung , findet eine Erhöhung des Kupfergehaltes in der Lösung statt und zwar von 0,16 g/l zu 0,40 g/l, beim Zink von 5,09 g/l zu 8,85 g/l wovon 87,6% oxidiert beim Eisen III ist.

Ebenfalls stellt man fest eine starke Sauerung der Lösung, bzw. von einem 3,2 pH zu einem 1,88-pH, was die bakterielle Oxydierung der Pyrit beweist und dann der Eisen II zu Eisen III mit Schwefelsäurebildung.

Die bakterielle Konzentration stellt hohe Werte, dar, von $3,2 \cdot 10^8$ Zell/ml nach der Rezirkulierung der Lösung über dem Abbau gegen $3,3 \cdot 10^7$ Zell/ml aus der Laugungslösung.

Nach der siebente Rezirkulierung der Laugungslösung über den Erzkorper, die Kupferkonzentration erhöhte zu 0,50 g/l gegen 0,40 g/l; der Zink erhöhte von 2,31 g/l zu einem Wert von 2,77 g/l, der Totaleisen zu 9,78 g/l gegen 8,85 g/l. Der Sauergrad der Lösung wurde um das Wert 1,9-pH vor und nach der Rezirkulierung beibehalten.

Die Fortsetzung der Rezirkulierung der Laugungslösung über dem Erzkorper (8R-11R) haben zu Erhöhung der Zn- und Fegehalte aus der Lösung geführt.

Der Kupfergehalt ist um den 0,50-0,60 g/l Wert beibehalten.

Der Zinkkonzentrat in der Lösung erhöhte nach einer Rezirkulierung von 2,77 g/l zu 3,56 g/l nachdem zu einer Wert von 3,33-3,42 g/l konstant geblieben ist.

Weil die Eisengehalte in den Laugungslösungen sehr hoch waren , weiter bei der anderen Laugungszyklen , als bakterielle Lösung , wurde Machintoshmedium ohne Eisensulfatzusatz verwendet.

Bei der zweiten Laugungszyklus wurden im System 4,47 cm Laugungslösung zirkuliert, wovon nach 7 Rezirkulierung über dem

Abbau, 1,61 cm Losungen gefunden war. Die tagliche Verluste wurden zu 0,068 cm Losung geschätzt.

Die Laugungslosung hat sich den Kupfergehalt von 0,11 g/l zu 0,46 g/l nach der funfte Rezirkulation, angereichert mit Abweichungen um den 0,17-0,51 g/l wert bei den weiteren Rezirkulierung.

Die Zinkkonzentration erhohte sich von der ursprunglichen Wert von 0,52 g/l zu 2,63 g/l nach der funfte Rezirkulierung und ist um das Wert von 2,63-2,77 g/l weiter konstant geblieben.

Bei dieser Laugungszyklus, der Eisen stellte höhere Konzentrationen im Losung, dar, bis zu einer wert von 20,11 g/l nach der siebente Losungssezirkulierung.

Den pH-Wert bei dieser Laugungszyklus stellte Erholungstendenzen über den pH-Wert=2 dar, bis zu einem pH-Wert - 2,14 bei der letzten Rezirkulierung. Die bakterielle Konzentration variierte bei den pH-Werten von $9,6 \cdot 10^{-1}$ bis $1,26 \cdot 10^8$.

In der Periode 21.11.1990-07.01.1991, ist mit den III-ten Laugungszyklus beginnen mit der Anwendung von Mackintoshmedium als Losung, ohne Eisen und als bakterielle Zupfung die ubrige Losung im System von dem Vorlaugungszyklus.

Bei dieser Laugungszyklus wurden im System 4,25 cm Losung durchgelauft, wovon nach 6 Rezirkulierungen der Losung in einer Periode von 47 Laugungstage, 1,29 cm geblieben sind.

Bei dieser Laugungszyklus die tagliche Losungsverluste wurden zu 0,063 cm geschätzt.

Die Laugungslosung hat sich mit dem Kupfergehalt eingereichert, von dem ersprunglichen Gehalt von 0,15 g/l zu 0,55 g/l, und nach 6 Rezirkulierungen der Laugungslosung, den Zink erhohte sich in der Losung von einem Ursprungswert von 0,84 g/l zu 2,45 g/l und den Eisen von 5,88 g/l zu 23,89 g/l oxydiert 97,7% beim Eisen III.

Bei dieser Laugungszyklus hat sich den pH-Wert der Losung zu 1,5-1,6 durch den Schwefelsaurezusatz, zwecks der Intensifizierung der bakteriellen Laugungsprozess, regliert.

Die Laugungsgeschwindigkeit beim Kupfer, Zink und Eisen bei der drei Laugungszyklen sind in der Tabelle 4 sichtlich. In den Varianten Kg-Metall, gelöst nach einer Rezirkulierung, Kg-Metall gelöst in der Laugungszeit und Kg-Metallvariante Tagslaugung wenn je dritter Tag ein Laugungsrezirkulierung durchgeföhrt wurde.

Das Verhältniss zwischen die Laugungsgeschwindigkeit der drei Elementen sind wie folgt:

Abbau, 1,61 cm Losungen gefunden war. Die tagliche Verluste wurden zu 0,068 cm Losung geschätzt.

Die Laugungslosung hat sich den Kupfergehalt von 0,11 g/l zu 0,46 g/l nach der funfte Rezirkulation, angereichert mit Abweichungen um den 0,17-0,51 g/l wert bei den weiteren Rezirkulierung.

Die Zinkkonzentration erhohte sich von der ursprunglichen Wert von 0,52 g/l zu 2,63 g/l nach der funfte Rezirkulierung und ist um das Wert von 2,63-2,77 g/l weiter konstant geblieben.

Bei dieser Laugungszyklus, der Eisen stellte höhere Konzentrationen im Losung, dar, bis zu einer wert von 20,11 g/l nach der siebente Losungssezirkulierung.

Den pH-Wert bei dieser Laugungszyklus stellte Erholungstendenzen über den pH-Wert=2 dar, bis zu einem pH-Wert - 2,14 bei der letzten Rezirkulierung. Die bakterielle Konzentration variierte bei den pH-Werten von $9,6 \cdot 10^{-1}$ bis $1,26 \cdot 10^8$.

In der Periode 21.11.1990-07.01.1991, ist mit den III-ten Laugungszyklus beginnen mit der Anwendung von Mackintoshmedium als Losung, ohne Eisen und als bakterielle Zupfung die ubrige Losung im System von dem Vorlaugungszyklus.

Bei dieser Laugungszyklus wurden im System 4,25 cm Losung durchgelauft, wovon nach 6 Rezirkulierungen der Losung in einer Periode von 47 Laugungstage, 1,29 cm geblieben sind.

Bei dieser Laugungszyklus die tagliche Losungsverluste wurden zu 0,063 cm geschätzt.

Die Laugungslosung hat sich mit dem Kupfergehalt eingereichert, von dem ersprunglichen Gehalt von 0,15 g/l zu 0,55 g/l, und nach 6 Rezirkulierungen der Laugungslosung, den Zink erhohte sich in der Losung von einem Ursprungswert von 0,84 g/l zu 2,45 g/l und den Eisen von 5,88 g/l zu 23,89 g/l oxydiert 97,7% beim Eisen III.

Bei dieser Laugungszyklus hat sich den pH-Wert der Losung zu 1,5-1,6 durch den Schwefelsaurezusatz, zwecks der Intensifizierung der bakteriellen Laugungsprozess, regliert.

Die Laugungsgeschwindigkeit beim Kupfer, Zink und Eisen bei der drei Laugungszyklen sind in der Tabelle 4 sichtbar. In den Varianten Kg-Metall, gelöst nach einer Rezirkulierung, Kg-Metall gelöst in der Laugungszeit und Kg-Metallvariante Tagslaugung wenn je dritter Tag ein Laugungsrezirkulierung durchgeführt wurde.

Das Verhältniss zwischen die Laugungsgeschwindigkeit der drei Elementen sind wie folgt:

		Cu	:	Zn	:	Fe
I	Laugungszyklus	1		6,1		28,8
II	Laugungszyklus	1		5,5		40,2
III	Laugungszyklus	1		4,5		43,5

komparativ mit dem Cu:Zn:Fe Verhaltniss von 1:0,78-0,86:34,6-50 aus dem Erz.

Die Laugungsgeschwindigkeit des Zinks und die Erhöhung der Laugungsgeschwindigkeit des Eisens sichtlich in den Gehalte dieser Elemente der Produktivlaugungslosung sind.

Im allgemeinen stellen geringere Zinkwerte und höhere Eisenwerte, je die Laugungszyklenzahl grosser ist.

Das Kupfer- und Eisenausbringer in der Losung, nach der drei Laugungszyklen ist in der Tabelle Nr.5 dargestellt und zeigt einen Kupferausbringen von 2,62% und für die Zink von 15,14 %.

Die untertag Laugungsversuche mit wiederholte Rezirkulierungen mit drei konsekutiv Losungen haben eine Begrenzung betreffs Cu-Einreicherung, gezeigt, die Wahrscheinlichkeit den hohen Zink und Eisengehalte Zn verdanken sind. Das Verhaltniss dieser Elemente in der Losung von ca. 0,5Cu:3Zn:20Fe g/l ist.

Betreffs die Laugung, hangend von der Zeit ab, stellt man fest, dass die Einreicherung der Losung im Cu-Gehalt, führt man eigentlich in den ersten 3-4 Rezirkulierungen durch, nachdem keine andere Einreicherung vorkommt. Das bedeutet, dass die Anwendungszeit einer Laugungslosung verringert sein soll.

Notwendig ist die Weiterführung der bakterielle Laugungsversuche, untertag aber mit Begrenzung der Laugungszyklendauer und mit der Verwendung der rezirkulierten Losung nach der Metallverwertung.

Betreffs die Bakteriendensitat, stellt man fest, dass sie zwischen 10E7-10E8 Zelle/ml, beibehaltet ist, aber die eigentlichen Ergebnisse in diesem Sinn, werden nur nach einer langen, ersten Kontrollperiode mit Anlageproben erhalten.

Tabelle 4

Die Laugungsrezirkulierung durchgeführt wurde

Laugungs- zyklus	Laugungsgeschwindigkeit								
	Cu			Zn			Fe		
	kg/R	kg/Tag	kg/Tag (t)	kg/R	kg/Tag	kg/Tag (t)	kg/R	kg/Tag	kg/Tag (t)
I - Zyklus	0,204	0,112	0,112	1,244	0,684	0,684	5,884	3,236	3,236
II - Zyklus	0,318	0,080	0,106	1,748	0,437	0,583	12,784	3,196	4,261
III - Zyklus	0,389	0,050	0,130	1,735	0,222	0,578	16,92	2,160	5,641

Tabelle 5

Laugungs- Zyklus	Laugungsbringen			
	Kupfer		Zink	
	kg	%	kg	%
I - Zyklus	2,24	0,86	13,68	5,7
II - Zyklus	4,47	1,72	25,92	10,80
III - Zyklus	6,80	2,62	36,33	15,14

Tabelle 6

Laborversuche für die Gewinnung von Jarosit-Kalium

Nr. der Versuche	Tempe- ratur grd.C	Reagens-Verbrauch kg/mc			Reaktions Zeit Stunden	Zusammensetzung der Lösung g/l						Zusammensetzung des Jarosit %					Enteiseite Ausbringen %
		K2SO4	KOH	ZnO		pH	FeI	Fe3+	Fe2+	Cu	Zn	Fe	S	K	Cu	Zn	
1.	18-22	18	-	8	160	2,04	1,90	1,68	0,22	0,37	11,37	36,6	8,08	6,35	0,31	0,21	86,8
2.	30-40	10,7	-	3,5	24	1,9	5,36	3,74	1,62	0,57	6,82	27	6,03	5,57	0,30	0,52	70,6
3.	70	10,7	-	3,5	3,5	1,5	3,29	2,06	1,23	0,49	6,30	28,6	3,36	6,25	0,24	0,28	83,8
4.	70	-	6,1	1	3,5	1,5	4,35	2,56	1,79	0,60	6,10	28,6	6,64	6,35	0,27	0,14	78,0
5.	70	-	6,1	1	2	1,5	3,79	2,34	1,45	0,58	5,96	28,9	6,64	6,35	0,26	0,15	81,6
6.	80	-	6,1	1	2	1,5	1,90	0,90	1,00	0,43	4,19	28,9	6,24	6,55	0,25	0,23	92,9

2. Darstellung der Technologien und der erhaltenen Ergebnisse bei der Produktivlosungen, die aus der bakteriellen Laugungsprozess erhalten sind zwecks der Cu- und Znverwertung

Die hydrometalurgische Anlage für die Aufbereitung der Produktivlosungen, die in der Pilotstation beim ICPM Baia Mare eingerichtet ist, besteht entsprechend dem Abb 1 - die Enteisungs-; Entkupferung-; Entzinkung-; Filtrier-; Lösungsumlauf- und Fallungsanlagen, als auch die Vakuum- und Belüftungsanlage.

Die Eisenfällung im Jarositform führt man in einer hergestellten Behälter von den Zusammenarbeiter der T U Clausthal von einer Spezialkonzeption.

Der zylindrischen Behälter (12) für die Jarositfällung mit einem Nutzhalt von 1,5 cm, besteht aus rostfreien Stahl mit einem mechanischen mit Paletten vorgesehenen Rührsystem.

Die Agitation kann man mit dem eingebauten Motovariator in den oberen Teil des Behälter, reglieren. Der Behälter ist mit einem im unteren Teil befindlichen Entleerungstutzen, vorgesehen. Der Agitator arbeitet in einer Umwelttemperatur. Die Motorleistung beträgt 1,3 kW.

Für die Kupferzementierung wurde ein Vibratorzementierer (17)-Prototyp ICPM Baia Mare vorgesehen.

Die Entzinkung der Lösung führt man im Reaktionsbehälter (19) durch, der mit einem Agitatorsystem vorgesehen ist. Die Entzinkungsanlage besteht aus einem Aufbereitungsbehälter für dem Natriumsulfid (20), Neutralisierungssystem des Hydrogensulfid, das aus dem Prozess (21) freikommt, ein Aufbereitungsbehälter (23) für die Natriumhydroxidlösung (23) und ein Vakuumssystem mit einer Pumpe MIL 500 (15) und Pufferbehälter (14) durchgeführt.

Die Jarosit-, Kupferzement-, Schwefel- und Zinkfiltrierung führt man mit NaCl-Filter (13) und entsprechende Vakuumanlagen (14, 15) durch.

Die freikommende Noxen in der Zementier- und Zinkierungsprozess treten in allgemeinen Ventilation der Pilotstation ein, der- von einer Hochleistungsventilator im Betrieb gesetzt ist.

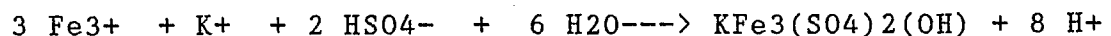
Entsprechend dem im Abb 1 dargestellten technologischen Flux, die erhaltene aus dem Laugungsprozess Lösung, am Oberfläche mit zwei Wagen und dann zur ICPM Baia Mare transportiert ist. Den Transport führt man mit Autos im Polstifbehälter von 2cm-Inhalt.

Die Fällungsversuche des Eisen im Jarosita

Der festgestellten technologischen Flux für die hydrometallurgische Aufbereitung der erhaltenen Lösungen von der Untertagslaugung des Erzes Ilba-Venera sieht die Fällungsphase des Eisens im Jarositform vor, zwecks der hohen Eisengehalt in der Laugungslosung wegen die Kupfer- und Zinkgehalte und Entfernungsnotwendigkeit einer Eisenteil um die Fällungen auf dem Erzkörper zu vermeiden.

Mit Berücksichtigung auf Nationalniveau, kennt man bis jetzt keine Untersuchungen betreffs Einstellung im Jarositform aus dem Produktivlösungen von der bakterielle Erzlaugung. Notwendig war in diese Richtung die Durchführung einiger Laborversuche.

Die Laborversuche voraussetzten die Erhaltung im Optimalbedingungen des Kaliumsjarosit, entsprechend der Reaktion:



mit der Anwendung einer bakteriellen Lösung die nach dem I-ten Zyklus der Untertagslaugung erhalten wurde. Die Gehalte: 14,4 g/l Fe, 1,67 g/l Fe^{2+} , 12,73 g/l Fe^{3+} , 0,45 g/l Cu, 3,43 g/l Zn und den pH-Wert 2,04.

Die Laborversuche hatten den Zweck, die Feststellung der Fällungsreagensart, der spezifischen Verbrauch den optimal Reagenszeit, Arbeitstemperatur bei dem die Anlage angepasst sein kann, als auch die Kontrolle auf die erhaltene Jarositqualität.

Als Kaliumquelle wurde Kaliumhydroxid und Kaliumsulfat verwendet. Als Puffer wurde Zinkoxyd verwendet.

Die Zuführung von KOH, bzw K_2SO_4 wurde nach der Probeerwärmung bei einer Arbeitstemperatur durchgeführt. Nach der Reagenslosen, wurde den pH-Werte von 1,5-1,7 mit ZnO -Zn-satz verbessert.

Zwecks der Beibehaltung der theoretischen Verhältnis zwischen der Kaliumjarositzkomponenten, bzw $\text{K}:\text{Fe}:\text{S}-1:3:2$, zu durchgeführten Versuche, Dosierung der Kaliumhydroxid oder Kaliumsulfat, wurde ein Verhältnis $\text{Fe}:\text{K}$ von 3:1 durchgeführt.

Zwecks der Feststellung der obengenannten Parameter, die Laborversuche führten sich in folgende Varianten durch:

1-Anwendung des Kaliumsulfat-ein Verhältniss $\text{Fe}:\text{K}$ von 3:1, Arbeitstemperatur von 18-22 C grd, stetige Agitation und Anwendung des Zinkoxyd für die pH-Wert Regelung zu 1,5-1,7.

2-Die Anwendung des Kaliumssulfat in einem Verhaltniss Fe:K von 3:1 Arbeitstemperatur von 30-40 C grd, stetige Agitation und Regelung des ph-Wert mit Zinkoxyd zu einer Wert von 1,5-1,7

3-Die Anwendung des Kaliumssulfat im einem Verhaltniss Fe:K von 3:1, Arbeitstemperatur -70 C grd, stetige Agitation, Regelung den pH-Wert mit Zinkoxyd .

4,5,6-Die Anwendung des Kaliumshydroxid in einem Verhaltniss Fe:K von 3:1 , Arbeitstemperatur von 70 C grd, stetige Agitation, Regelung den pH-Wert mit Zinkoxyd zu 1,5-1,7-Werte.

Im Versuchslauf, wurden die Totaleisengehalte, Eisen III, EisenII, Kupfer ,Zink und pH-Wert in der Losung als auch die Zusammenentsetzung der erhaltenen Jarosit, bemerkt.

Die Ergebnisse dieser Versuche sind in der Tabelle 6. eingetragen.

Als Folge der durchgefuehrten Experimente in den 1-6 Varianten , wurde die Arbeitsweise festgestellt und zwar fur Pilotversuche-Anwendung des Kaliumshydroxid als Fallungsreagens des Eisens , im Verhaltniss Fe:K von 3:1 , Arbeitstemperatur von 70-80 C grd Anwendung des Zinkoxyd als Puffer bei der spezifischen Verbrauch von 1 Kg/cm Losung und Fallungsdauer von 2 Stunden.

Das Volumen von 2 mc erhaltene Productionlosung aus dem I Zyklus von bakterielle Erzlaugung "in situ" Ilba wurde im zwei Etappen (1,05 mc und 0,95 mc) der Eineiserung gefuehrt.

Die Erwarmung der Losung bei der entsprechende Temperatur wurde mit direkte Dampffuehrung im Reagensbehalter.Die Dosierung der Kaliumshydroxid wurde im Verhaltnis Fe:K von 3:1 ,bzw. 9,4 l KOH 44,8% und 1Kg Zinkoxyd, durchgefuehrt.

Die Arbeitstemperatur wurde in einer Periode von 11 Stunden durchgefuehrt und hat man das Prozess mit Temperaturmessungen und Losungsverdunnung , wegen den Dampfkondensat in der Reagensmasse, standlich nachgepruft.

Ebenfalls wurde stundlich auch die Reagensmasse mit Probenahme , nachgepruft.

Die Losung wurde zu 0,3 mc Kondensat, verdunnt im 11 Betriebstunden.Die Ergebnisse dieser Versuche sind in der Tabelle 7. sichtlich.

Als Folge der Interpretation der erhaltenen Ergebnisse, wurde festgestellt, dass die Jarositfallung kann auch bei 60 C grd durchgefuehrt werden , die Betriebszeit mit stetige Agitation und Dampffuehrung- im 3 Stunden, bei einem Fallungsausbringen des Eisen III von 79,8-84,2 %.

Die zweite Etappe von 0,95 mc Losung wurde in denselben Bedingungen, dieselbe Arbeitstemperatur von 65-75 C grd durch Dampfführung behandelt. Die erhaltenen Ergebnisse sind in der Tabelle 7 sichtbar.

Bei dieser Etappe wurde eine Beschleunigung der Jarositfallung festgestellt. Das erklärt man mit der Anwesenheit der Jarosithkristallen, die in den Reagensbehälter von der vorherigen Etappe übrig geblieben sind. Die Fallungszeit ist mit 2 Stunden gering geworden und das Ausbringen der Eisenfallung zu 90 %.

Das erhaltene Jarosit wurde im Vakuum filtriert mit Werten zwischen 5,0-8,6 % Feuchtigkeit.

Die Untersuchungen betreffs die Eisenfallung im Jarositform aus der bakteriellen Laugungslosungen, demonstrierten die Durchführbarkeit dieses Prozesses und stellten die benötigten Bedingungen und Verbräuche für verschiedene Temperaturbedingungen dar.

Die Temperatur ist der wichtigste Faktor betreffs die Geschwindigkeit des Prozesses und der durchgeführten Fallungsausbringen. Der Jarosithbildungsprozess seiend ein irreversibler Prozess, hangend von der Arbeitstemperatur ab, kann die Arbeit so weitergeführt um entsprechende Ausbringen zu erhalten.

Bei der Umwelttemperatur, der Prozess führt sich langsam durch. Aus den Untersuchungen kommt eine ca. 5 Dauertage her. Zwecks der Erhaltung einer Fallausbringen von 75 %. Mit der Erhöhung der Arbeitstemperatur bei 40 grd C, hat sich die benötigte Dauerzeit für Ausbringen von 120 Stunden zu 72 Stunden reduziert und bei 50-60 C grd benötigte man 3-3,5 Stunden.

Mit den durchgeführten Untersuchungen wurden den KOH-Verbrauch für den Prozess festgestellt. Das benötigt man festzustellen mit der Beibehaltung der stöchiometrischen Verhältnis von 3Fe:1K.

Den Zinkoxyd für die Beibehaltung den pH-Wert zwischen 1,5-1,7 in der Prozesszeit ist.

Die festgestellten Arbeitsparameter wurden für die Aufbereitung der Laugungslosungen, die aus den I. und II. Laugungszyklen stammten verwendet. Das führte zu einer Verringerung der Eisengehalte in der Losung, von 14,4 g/l zu 1,17-1,5 g/l für die Losung in den I-ten Laugungszyklus, bzw. zu Verringerung des Eisen von 20,11 g/l zu 2-2,2 g/l für die Losung in den II. Laugungszyklus. Den enthaltenen Jarosit hat einen bis 30 % Eisengehalt, 6-7 % Kalium, 6-8 % Schwefel, 0,25-0,30 % Kupfer und 0,18-0,20 % Zn.

Tabelle 7

Pilotversuche für die Gewinnung des Jarosit-Kalium

Reaktions- Zeit Stunden	Lösungs- temperatur grd.C	Kondensati- on Vol. mc	Zusammensetzung der Lösung g/l						Zusammensetzung des Jarosit					%	Ausbringen Faellung %
			pH	FeT	Fe3+	Fe2+	Cu	Zn	Fe	K	S	Cu	Zn	Feuchtigkeit	
0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
I. Einsatzgut Lösung in dem m I. Laugungszyklus)															
-	25		1,98	14,40	12,73	1,67	0,48	3,43							
-	44,5	0,075	Die Reagens wurden dosiert												
1	52	0,150	2,16	7,14	6,47	0,67	0,32	3,16	37,6	0,71	3,84	0,04	0,19	21,0	49,2
2	56	0,240	2,09	6,42	5,75	0,67	0,30	3,05	31,02	4,50	6,24	0,25	0,19	6,50	54,8
3	61	0,260	2,03	4,85	4,18	0,67	0,32	3,16	29,70	6,67	7,60	0,30	0,19	5,20	67,20
4	63	0,280	1,74	3,35	2,57	0,78	0,25	3,14	29,04	6,57	8,64	0,30	0,18	6,6	79,80
5	60	0,280	1,62	2,57	2,01	0,56	0,29	3,11	28,64	6,57	6,72	0,29	0,18	5,9	84,20
6	58	0,250	1,59	2,18	1,62	0,56	0,30	2,93	31,28	6,67	6,96	0,26	0,18	5,4	87,3
7	55	0,250	1,40	1,90	1,23	0,67	0,29	3,09	29,96	6,67	6,80	0,27	0,20	6,2	90,3
8	52	0,250	1,39	1,84	1,28	0,56	0,28	3,09	-	-	-	-	-	7,7	89,90
9	58	0,290	1,52	1,73	1,06	0,67	0,28	3,11	30,49	6,67	6,88	0,27	0,20	8,6	91,7
10	58	0,300	1,49	1,62	0,95	0,67	0,27	2,93	28,51	6,67	6,88	0,25	0,18	5,8	92,5
11	60	0,300	1,49	1,51	0,95	0,56	0,24	2,91	27,91	6,67	7,04	0,26	0,18	6,1	92,5
II. Einsatzgut (Lösung in dem I. Laugungszyklus)															
-	50	-	1,98	14,40	12,73	1,67	0,48	3,43							
Anfang der mit Dampf Erhiezung mit Reagenszusatz															
0,5	65	0,300	1,87	6,08	5,30	0,42	0,42	3,66	27,1	6,57	7,28	0,30	0,19	4,67	52,2
1,0	70	0,300	1,59	4,70	4,32	0,38	0,36	3,50	29,60	6,57	7,00	0,30	0,18	5,10	66,1
1,5	70	0,320	1,50	1,34	0,78	0,29	0,29	3,51	30,4	6,57	5,84	0,27	0,19	5,05	89,5
2,0	70	0,320	1,49	1,17	0,61	0,26	0,26	3,31	29,0	6,57	6,18	0,26	0,18	5,35	90,8

Die Zusammenentsetzungen sehr nah von der theoretische ,bzw. 0,64-0,67 K :3Fe:0,7-0,9S gegen den theoretischen Verhältniss von 0,7K:3Fe:1,15S.

Der Prozess kann mit der Ausstattung des Reagensbehälter mit einem Heizungssystem verbessern. Dieser wird die Verdünnung der enteisernten Losung vermeiden.

Kupferfällung mit metallischer Zinkzementierung.

Entsprechend dem dargestellten technologischen Flux (Abb 1) die erhaltene Losung nach der Jarositfiltrierung in der Nuce-Filter (13), ist zu Kupferfällung geführt, in den Vibratorzementierer (17)-Prototyp ICPM Baia Mare.

Die Anlage besteht aus zwei zylinderförmig mit metallischer Zink eingeführt und im Munzenform gegossen.

Die Einspeisung der Zementierer mit Losung führt man durch Freifall durch den Speisestütz des ersten Zementierkörper durch.

Die Losung dringt durch diesen Körper durch und mittels einer Gummischlauch tritt in den zweiten Zementierkörper, durch der Gegende ein.

Der erhaltene Kupferzement leitet man mittels einer Vertikalachspumpe zu Nuce-Filter wo der Vakuum mittels einer MIL (15)-Pumpe und einen Pufferbehälter (14) durchführt.

Der Zementierer ist von einer 2,5 kW Motor bewirkt, der eine Vibration wegen den Stützfeder der Fallkörper leistet.

Wegen einiger Schwierigkeiten mit des Zinksverschaffung und Aufbereitung im Munzenform, die durchgeführten Zementierversuche wurden bis jetzt mit der Funktionierung nur einer von den zwei Zementierkörper durchgeführt, bzw mit einer Leistung von nur 50 % der Anlage.

Die erhaltene aus dem I. Laugungszyklus Losungszementierung, führte mit einer Speisedurchflussmenge der 0,5 mc/h Zementierer durch. Die Kupferausbringen führte im Zement durch, mit einer 60,7-64 % Ausbringen und den Kupfergehalt im Kupferzement von 43,1-48 % war.

Die Losungszementierung von der II.ten Laugungszyklus, führte mit einer 0,4 mc/h Speisedurchflussmenge durch. Das Fallausbringen des Kupfer, von 64-72,1 % und einem Kupfergehalt im Zement von 43,5-49,6% war. Die erhaltenen Ergebnisse sind in der Tabelle 8. eingetragen.

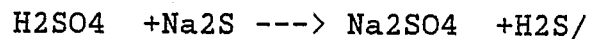
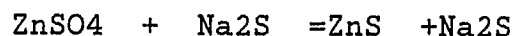
Mit der Fortsetzung der Arbeiten werden Untersuchungen betreffs Parameterfeststellung für die Aufbereitung der Losungen in der Zementierphase zwecks der Verbesserung der Kupferzementqualität, durchgeführt.

Die Entzinkungsversuche der Laugungslosungen

Mit Berücksichtigung dass auf dem Nationalniveau keine Untersuchungen betreffs Zinkfällung mit Natriumsulfur aus der Laugungslosungen zur Kenntnis gebracht sind und weil unser Kollektiv keine Erfahrung in diesem Bereich hat, notwendig war die Durchführung einiger Laborversuche.

Die Laborversuche haben die Feststellung der spezifischen Verbrauch der Natriumsulfur, Arbeitstemperatur vorausgesetzt, bei dem die Anlage angepasst sein kann, als auch die optimal Fällungszeit.

Die Zinkfällung findet entsprechend der Reaction statt:



Zwecks der obengenannten festgestellten Parameter, die Laborversuchungen sind in den folgenden Varianten durchgeführt:

1-Zinkfällung mit Natriumsulfur in einem Verhältnis Zn:Na₂S von 1: 1,75 bei der Umwelttemperatur und in 1/2 h Reaktionszeit.

2-Zinkfällung in einem Verhältnis Zn:Na₂S von 1:1,75, bei einer Temperatur von 60 C grad und 1/2 h Reaktionszeit.

3-Zinkfällung in einem Verhältnis Zn: Na₂S von 1:2, Umwelttemperatur, 1/2 h Reaktionszeit.

4-Zinkfällung in einem Verhältnis Zn: Na₂S von 1:2, 60 C grad Temperatur, 1/2 Reaktionszeit.

Im Versuchslauf wurden die Konzentration von Total-Eisen, EisenII, Eisen III, Kupfer, Zink und pH-Wert aus dem Ursprünglichen- und Endlösungen bemerkt als auch die erhaltene Zusammensetzung von Zinksulfur.

Die Ergebnisse der durchgeführten Versuche sind in der Tabelle 9 sichtbar.

Nach der durchgeführten Versuche in den 1-4 Varianten, stellte man fest die Arbeitsart für die Pilotversuche wie folgt:

Tabelle 8

Zementierpilotversuche des Kupfers

Durch- flussmenge mc/h	Zusammensetzung der Losung g/l						Zusammensetzung der Kupferzement %					Ausbringen Zementierung %
	pH	Cu	Zn	FeT	Fe2+	Fe3+	Cu	Zn	Fe	S	Pb	
	Erhaltene Losung in dem I Laugungszyklus											
	1,40	0,305	2,68	1,24	0,46	0,78	enteiserte Losung					
0,5	1,67	0,150	3,00	1,18	0,58	0,60	43,10	3,00	1,62	0,96	10,5	50,8
0,5	1,69	0,12	3,10	1,10	0,60	0,50	46,73	3,35	1,43	1,02	12,4	60,7
0,5	1,75	0,113	3,20	0,95	0,62	0,33	45,97	3,08	1,06	0,82	17,3	63,0
0,5	1,78	0,11	3,32	0,80	0,68	0,12	47,97	3,48	1,84	0,80	17,6	63,9
	Erhaltene Losung in dem II Laugungszyklus											
	1,38	0,280	2,47	2,67	0,78	1,89	enteiserte Losung					
0,4	1,80	0,100	5,14	3,91	3,57	0,34	43,5	3,82	2,10	1,18	16,0	64,3
0,4	1,98	0,090	5,28	4,05	3,80	0,25	45,32	3,60	1,32	1,60	16,5	67,9
0,4	2,16	0,078	5,62	4,20	3,90	0,30	47,80	3,98	3,60	1,32	17,7	72,1
0,4	2,26	0,088	5,69	4,02	3,62	0,40	49,6	4,69	2,35	1,08	18,9	68,6

Die entkupferte Losung ist zu einer Umwelttemperatur mit schrittweise quantitativ Lösungszusatz von 15-20 % in einem Verhaltniss : $\text{Zn}:\text{Na}_2\text{S}$ von 1:1,7 $\frac{1}{2}$ h behandelt. Die Noxen betragen eine H_2S -Gehalt, sind im Prozesszeit freigelassen und unterwegs , unabhängig gefasst. Weiter , wegen den von der Pumpe MIL ausgewirkte Depression (50-60 mm col Hg) und durch einer Neutralisierkolonne umgeleitet sind sie im Gegenstrom mit neutralisierte Losungen von 10-20 % NaOH , in einem geschlossenen Kreis rezirkuliert , in einem Behaltar mit einem konstanten Umlaufdurchfluss dann eingeleistet. Die Neutralisierungskolonne betragt einen Verhaltniss von $\text{H}/\text{d}=6/1$ und einen Fullgut von Roschingringe - $15*15*15$ mm. Die neutralisierte Natriumhydroxyd ist umgeleitet und gleichmassig auf ganze Kollonnenoberfläche , bei der oberen Teil , verteilt. Die Durchflussmenge wurde konstant kontrolliert. Die Konzentrazion von H_2S in Aerosol evakuiert ist und nach der Neutralisierung enthalt 4 mg/mc Luft.

Gegenwertig sind im Laufkurs die ersten Entzinkungsversuche , in der Pilotphase der Laugungslosung die von der I. Laugungszyklus erhalten sind.

Tabelle 9

Entzinkung Laborversuche

Nr. der Versuche	Zn:Na ₂ S Verhaelt- nis	Tempe- rature C	Reaktions- Zeit Stunden	Loesungszusammensetzung						Zusammensetzung, des Schwefelzink					Fallungs- ausbringen
				g/l						%					%
				pH	Zn	Cu	Fe T	Fe ²⁺	Fe ³⁺	Zn	Fe	Cu	S	Feucht- igkeit	
				Enteisente, enthupferte von der I Laugungszyklus erhaltene Losung											
				1,78	3,32	0,11	0,80	0,68	0,12						
1.	1:1,75	15	30	4,0	0,06	0,010	0,7	0,89	0,05	47,1	1,08	2,97	18,2	5,3	98,2
2.	1:1,75	60	30	4,0	0,072	0,009	0,76	0,66	0,04	46,7	1,11	3,46	19,7	6,2	97,8
3.	1:2	15	30	4,08	0,025	0,008	0,80	0,80	-	45,7	0,98	2,53	21,5	6,0	99,2
4.	1:2	60	30	4,09	0,030	0,003	0,85	0,79	0,06	44,2	0,62	2,53	20,2	5,8	99,1

Entwicklung und Überwachung des in situ Experimentes in der Mine Ilba, Rumänien

K. Rohde, B. Sobotke, W. Sand

Universität Hamburg, Institut für Allgemeine Botanik,
Abteilung Mikrobiologie, Ohnhorststr. 18, 2000 Hamburg 52

1. In situ Experiment

a. Herstellung und Transport der Starterkulturen

Aufgrund der höchsten Laugungsaktivität wurde eine Kombination der Arten *T. ferrooxidans* Stamm R7, *T. thiooxidans* R20 und *L. ferrooxidans* R3 zur Beimpfung des Erzkörpers im in situ Experiment ausgewählt (Diplomarbeit von Frau K. Rohde). Die Anzucht der Starterkulturen (insgesamt 360 l Kulturmedium) erfolgte vereinbarungsgemäß in Deutschland. Die Ergebnisse der Diplomarbeit von Frau A. Friedrich (Titel : Untersuchungen zur Überlebensrate ruhender Zellen bei stark acidophilen Bakterien) zur Herstellung und Zwischenlagerung von Massenkulturen der drei laugungsaktiven Arten zeigen, daß von den durchgeführten Methoden wie Einfrieren, Gefriertrocknung, Lagerung auf Erz, Lagerung in Waschlösung bei 4°C und 17°C sich die Lagerung in Waschlösung bei 17°C für den Transport am besten eignet. Die gelungene Kultivierung der Starterkulturen im untertägigen Anzuchtsbecken in der Mine Ilba bestätigt diese Ergebnisse. Die Bakterien hatten den Transport im Flugzeug überlebt und konnten ohne merklichen Aktivitätsverlust eingesetzt werden.

b. Beimpfung des Erzkörpers

Die Aufbringung der Bakterien auf den Erzkörper erfolgte in vier Schritten. Die Phasen zwischen der Aufgabe wurden zur Vermehrung der Bakterien im Anzuchts/Vorratsbecken benötigt. Insgesamt wurden 5 m³ Laugungsflüssigkeit aufgetragen. Der Erzkörper wurde mit 10¹² Zellen pro Art, entsprechend 10⁶ Zellen pro g Erz beimpft.

c. Probennahme und Laugungsparameter

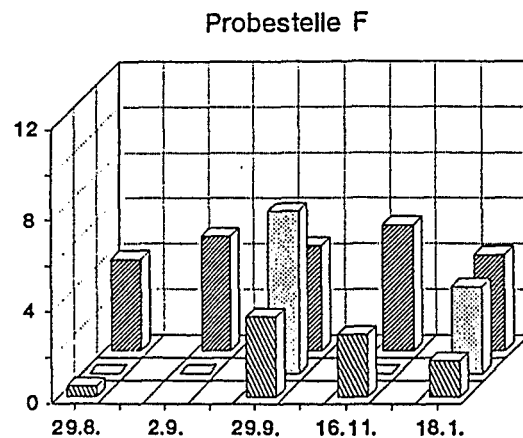
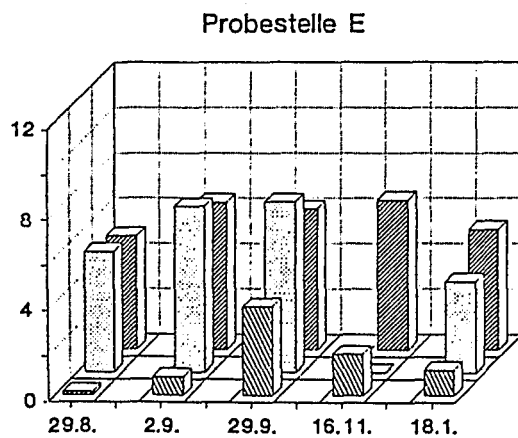
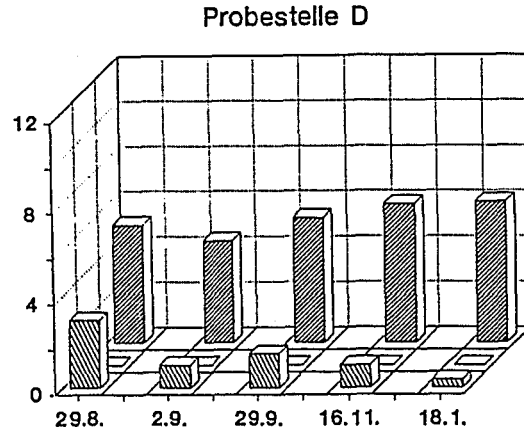
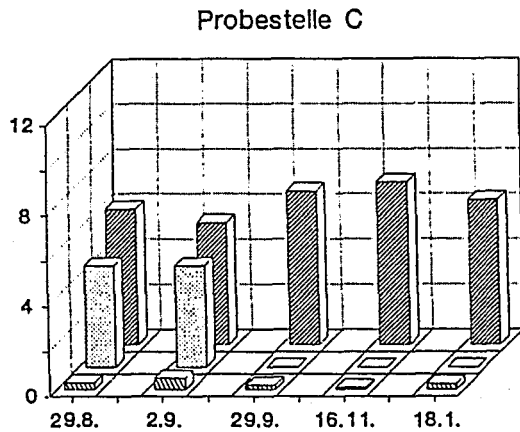
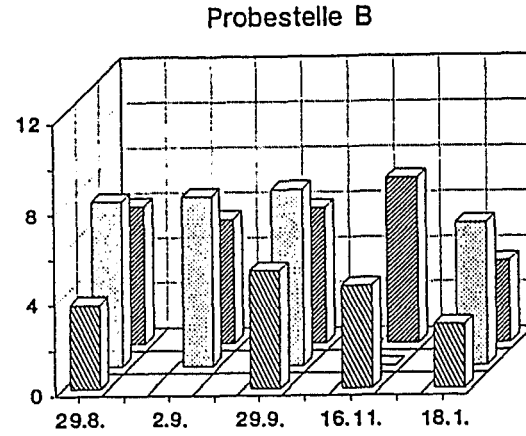
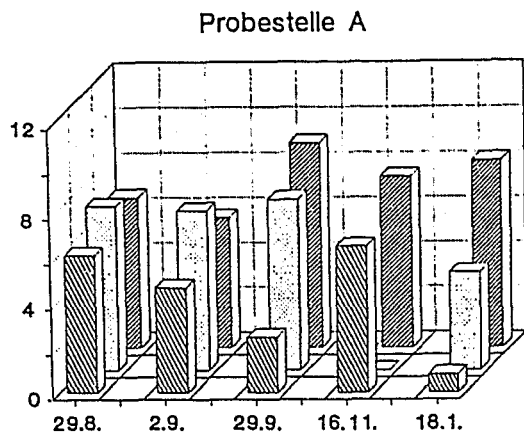
Vor und nach der Beimpfung wurden an verschiedenen Stellen des Erzkörpers Gesteinsproben entnommen. Die genaue Lage der Probenorte ist in Abbildung 1 dargestellt. Es wurden 6 Hauptprobenorte (A bis F) sowie 10 weitere Probestellen (I bis X) ausgewählt.

Die Aktivität der Bakterien auf dem Erz wurde mit der Technik der Mikrokolorimetrie ermittelt. Bei dieser Methode werden 2g Erz in eine Glasampulle gefüllt und die Wärmeabgabe in μW im Kalorimeter gemessen. Die Wärmeentwicklung ist ein Maß für die Stoffwechselaktivität der Bakterien und korreliert mit der Zellzahl.

Die Zellzahlbestimmung erfolgte nach der MPN-Methode (most probable number).

Die bakterielle Aktivität, die Zellzahlen und die Temperaturen des Erzkörpers sind zu verschiedenen Zeiten anhand der Probestellen A bis F in der Abbildung 2 dargestellt.

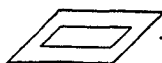
Die ersten Ergebnisse zeigen, daß die Bakterien nur das obere Drittel des Erzkörpers besiedelt haben und aktiv laugen. An den Seiten und im unteren Bereich konnten nur geringe Zellzahlen und Aktivitäten gemessen werden.



 Aktivität x 10 [μW]

 Zellzahl

 T + 20°C [°C]

 unter Nachweisgrenze

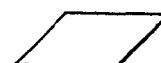
 nicht bestimmt

Abbildung 2 : Hohe Laugungsaktivität im oberen Teil des Erzkörpers des in situ Experimentes in der Mine Ilba (Rumänien)
 Probestelle A und B = 0,5 m Tiefe des Erzkörpers (Auftrag)
 Probestelle C und D = 5 m Tiefe des Erzkörpers
 Probestelle E und F = 9,5 m Tiefe des Erzkörpers (Ausfluß)

Die geringe Laugungsaktivität steht vermutlich mit der Schräglage des Erzkörpers im Zusammenhang. Das Erz fällt unter einem Winkel von 75° ein. Die Laugungsflüssigkeit durchströmt, der Schwerkraft folgend, nur das obere Drittel des Erzkörpers, trifft dann auf das taube liegende Gestein und läuft an diesem herunter.

Ein weiteres Problem stellt die Versorgung des Erzkörpers mit Sauerstoff dar. In den ersten Wochen nach Beimpfung wurde die Belüftung am Wochenende vollständig abgestellt. Bei der Probennahme am 16.11.1990 wurde von deutscher Seite auf die ungenügende Sauerstoffversorgung und die vermutlich daraus resultierende, zu geringe Oxidationsaktivität der lithotrophen Bakterien hingewiesen. Die rumänische Seite versprach, Abhilfe zu schaffen.

Da von rumänischer Seite Meßwerte über Metallgehalte erst zur Sitzung im April 91 bereitgestellt werden sollten, haben wir eine eigene Bilanz aufgestellt.

Grundlage der Bilanz sind zum einen die Metallgehalte von Erzproben, die direkt vor dem Start des Experimentes von dem Versuchskörper genommen wurden und zum anderen Messungen der Metallgehalte der Laugungsflüssigkeit nach 20 sowie nach 57 Tagen. Die Metallgehalte der Erzproben, die vor der Beimpfung genommen wurden, liegen deutlich unter den Angaben von Prof. Gock und den rumänischen Erzanalysen. Da nur in diesem Falle gewährleistet ist, daß die Erzproben tatsächlich aus der Versuchsanlage stammen, wurde die prozentuale Metallausbringung aufgrund dieser Metallgehalte (Tabelle 1) berechnet. Ausgehend von den Metallgehalten der Laugungsflüssigkeit und den rumänischen Angaben, daß nach 20 Tagen 2 m^3 und nach 57 Tagen $1,5 \text{ m}^3$ Laugungsflüssigkeit entnommen wurden, ist die in Tabelle 2 dargestellte Bilanz erstellt worden. Andererseits sind hohe Flüssigkeitsverluste (ca. 7 m^3) aufgetreten. Sie resultieren aus der Anfeuchtung des trocknen

Erzes, der Entnahmen von Bergarbeitern, aus Verdunstung und Abführung durch die Bewetterung sowie aus Undichtigkeiten im Sammelstollen.

Tabelle 1 :

Metallgehalte des Erzkörpers des in situ Experimentes

	Cu	Zn	Mn	Ni	Mg	Co	Fe
kg/140t	50	109	35	1	399	1,3	8015
%	0,2	0,7	0,3	0,002	3,1	0,01	5,7

Mittelwerte aus 8 Einzelproben

Tabelle 2 :

Metallausbringung nach 20 und 57 Tagen durch biologische Laugung beim in situ Experiment

	Cu		Zn		Mn		Ni		Mg		Co		Fe	
Tag	%	kg	%	kg	%	kg	%	kg	%	kg	%	kg	%	kg
20	2	1,2	7	7,8	3	1,0	1	0,01	1	4,0	1	0,01	0	21,3
57	5	2,3	12	12,6	5	1,8	1	0,01	2	7,6	1	0,02	1	64,6

Eine Bilanzierung der Metallausbringung erweist sich durch die erwähnten hohen Flüssigkeitsverluste als schwierig. Unter

der Voraussetzung, daß 7 m³ Laugungsflüssigkeit verloren gegangen sind, müßte die prozentuale Metallausbringung in der Tabelle 2 mit dem Faktor 3 multipliziert werden.

2. Probenahme in Altin Tepe

Am 4.9.1990 wurden je drei Proben aus der Grube, der Haldenlaugungsanlage und einem Bergeteich der Mine Altin Tepe genommen. Die Konsistenz der Proben schwankte von flüssig über naß bis hin zu feucht. Es wurden die Zellzahlen der Eisen-II-ionen oxidierenden Arten *T. ferrooxidans* und *L. ferrooxidans* sowie von *T. thiooxidans* und *T. intermedius/novellus* bestimmt. Die Ergebnisse sind in Tabelle 3 dargestellt.

Das Vorkommen der laugungsaktiven Arten mit Zellzahlen bis zu 10⁷, der niedrige pH-Wert um 2,5 und die starke Färbung der Flüssigkeiten weist darauf hin, daß sowohl in der Grube als auch in der Halde in starkem Maße biologisch gelaugt wird.

Dabei zeigte sich, daß im Grubenwasser in 90 m und in 170 m Tiefe Eisen-II-ionen oxidierende Bakterien nachweisbar waren. In der trockenen Erzprobe konnten keine Bakterien nachgewiesen werden. Die mikroskopische Auswertung der MPN-Röhrchen ergab, daß in der einen Probe aus 90 m Tiefe Bakterien der Art *T. ferrooxidans* und in der aus 170 m Tiefe solche der Art *L. ferrooxidans* überwogen.

Im Haldenausfluß konnte überwiegend *L. ferrooxidans*, an der Oberfläche und in 30 cm Tiefe der Halde überwiegend *T. ferrooxidans* detektiert werden. In allen Haldenproben wurde die stark acidophile Schwefel oxidierende Art *T. thiooxidans* und in zwei Proben die gemäßigt acidophilen Arten *T. intermedius* und *T. novellus* nachgewiesen.

Tabelle 3 :

Zellzahlen, Temperaturen und pH-Werte der Probestellen in der Mine Altin Tepe vom 4.9.90

Beschaff.	Ort	T[°C]	pH	Tf+Lf	D	Tt	Ti+Tn
Wasser	Grube, 90 m Tiefe	20,3	2,5	2×10^5	Lf	5×10^2	3×10^3
Wasser	Grube, 170 m Tiefe	17,6	2,4	2×10^7	Tf	u. N.	6×10^0
trocken	Taubgestein						
aus	Grube, 170 m Tiefe	17,9	3,3	u. N.		u. N.	u. N.
Wasser	Halde, Ausfluß	20,3	2,5	9×10^5	Lf	5×10^4	9×10^4
naß	Halde, Boden	19,3	---	1×10^6	Tf	1×10^5	1×10^6
feucht	Halde, 30 cm Tiefe	21,2	3,4	2×10^5	Tf	9×10^3	u. N.
Wasser	Bergeteich, Pfütze	19,2	2,5	2×10^3	Tf	u. N.	u. N.
naß	Bergeteich, Boden	25,5	2,9	u. N.		u. N.	u. N.
Wasser	Sammelgraben außerhalb des Bergeteiches	21,5	2,5	2×10^7	Tf	5×10^4	---

Tf = T. ferrooxidans Lf = L. ferrooxidans

Tt = T. thiooxidans Ti+Tn = T. intermedius + T. novellus

D = Dominanz

u. N. = unter Nachweisgrenze von 10^2 Zellen pro g Erz bzw. ml

--- = nicht bestimmt

Im Bergeteich konnten in einer Probe keine lithotrophen Bakterien und in der anderen Probe nur T. ferrooxidans mit einer geringen Zellzahl nachgewiesen werden. Die Laugung wird vermutlich durch die Anwesenheit von Flotationschemikalien beeinträchtigt.

3. Perkolationsexperimente

Wie in 1989 wurden auch in diesem Projektjahr weitere Versuchsreihen mit Perkolatoren durchgeführt. Dabei wurde u.a. ein Langzeitversuch mit 190 Tagen Dauer durchgeführt. Alle Versuche wurden mit den für das in situ Experiment ausgewählten Stämmen von *T. ferrooxidans*, *L. ferrooxidans* sowie *T. thiooxidans* durchgeführt. Das Inoculum betrug 10^8 Zellen /g Erz. Die Temperatur lag bei 28°C.

Folgende Fragen standen im Vordergrund:

- welchen Einfluß hat eine Reduzierung der Flüssigkeitsmenge und daraus folgend eine Veränderung des Flüssigkeits-Erz-Verhältnisses von 1:1 auf 1:4 (Annäherung an die Bedingungen des in situ Experimentes)?
- kann die Metallausbringung durch ein regelmäßiges Austauschen der Laugungsflüssigkeit erhöht werden (Bedingungen des in situ Experimentes)?
- welche Auswirkungen hat eine Eisenausfällung durch eine Erhöhung des pH-Wertes auf die bakterielle Laugung (Untersuchung möglicher Folgen von Aufbereitungsschritten)?

Die Versuche erbrachten folgende Ergebnisse.

Eine Reduzierung der Flüssigkeitsmenge (Flüssigkeit:Erz) von 1:1 auf 1:4 hat eine Verringerung der Metallausbringung zufolge (1:1 Werte aus der Diplomarbeit Rohde 1990). So konnten nur 19% (1:4) gegenüber 40% (1:1) des im Erz vorhandenen Kupfers und nur 38% gegenüber 56% des Zinks ausgebracht werden. Die Ergebnisse der Metallausbringung sind in Tabelle 4 dargestellt. Die Zellzahl von *L. ferrooxidans* veränderte sich im Laufe des Versuches nicht. Die Zellzahl von *T. ferrooxidans* und *T. thiooxidans* sank um vier Zehnerpotenzen auf 10^4 Zellen pro g Erz. Der Laugungsverlauf und die Zellzahlen der Perko-lationsversuche sind in

Abbildung 3-6 dargestellt.

Ein regelmäßiges Auswechseln der Laugungsflüssigkeit (alle vier Wochen, Flüssigkeits-Erz-Verhältnis 1:4) steigert die Metallausbringung. Die Kupferausbringung konnte von 19% auf 26% und die Zinkausbeute von 38% auf 45% erhöht werden.

Eine Eisenfällung durch Erhöhung des pH-Wertes hat keinen Einfluß auf die Metallausbringung.

In allen durchgeführten Versuchen dominierten die Zellzahlen von *L. ferrooxidans* über denen von *T. ferrooxidans*.

Die Ergebnisse eines Langzeitversuches über 66 Wochen mit einem Inoculum aus *T. ferrooxidans* R7 (3×10^8), *L. ferrooxidans* P₃A (1×10^8) und *T. thiooxidans* R20 (4×10^8 Zellen pro g Erz) zeigen, daß die Ausbringung von Kupfer und Zink (29% bzw. 38% nach 100 Tagen Versuchsdauer) durch eine längere Laugungszeit nicht gesteigert wird. Die Ausbringung von Mangan, Magnesium und Kobalt stieg dagegen über den Versuchszeitraum kontinuierlich an. Nach 428 Tagen waren 26% des im Erz befindlichen Mangans, 19% des Magnesiums und 53% des Kobalts ausgebracht.

Zur Zeit wird eine weitere Reihe von Perkolationsversuchen ausgewertet. Dabei werden folgende Fragen untersucht:

- wie verläuft eine bakterielle Laugung bei einem pH-Wert von 1,4 (der pH-Wert des in situ Experimentes)?
- welchen Einfluß hat eine Intervallberieselung (Annäherung an die Bedingungen des in situ Experimentes)?
- wie verläuft die Laugung durch eine Reinkultur von *L. ferrooxidans* und einer Kombination von *T. ferrooxidans* und *L. ferrooxidans* (Untersuchung der Rolle von *Leptospirillum* bei der Laugung)?

**Tabelle 4 : Einfluß der Versuchsführung auf die Metall-
ausbringung durch Mischkulturen aus drei Arten von T.
ferrooxidans, L. ferrooxidans und T. thiooxidans (Ilba-Erz).**

Organisms: Tf R7 + Lf R3 + Tt R20 , 2800 g dry ore, 800 ml leach solution

Variation	Cu		Zn		Mn		Ni		Mg		Co	
	%	mg/l	%	mg/l	%	mg/l	%	mg/l	%	mg/l	%	mg/l
liquor exchange every 28 days	26	1620	45	3060	14	980	0,4	11	11	7860	25	17
precipitation of Fe^{3+} (above 10 g/l Fe^{3+})	21	1320	30	1600	12	840	0,3	8	15	8880	19	13
-	19	1160	38	2000	11	780	0,3	8	7	5400	22	16

Organisms: Tf R7 + Lf R3 + Tt R20, 2800 g dry ore, 3500 ml leach solution

addition of Na_2SO_4 (up to 10 g/l) ²	24	320	39	460	20	310	0,4	3	19	3120	25	4
---	----	-----	----	-----	----	-----	-----	---	----	------	----	---

Organisms: Tf R7 + Lf R3 + Tt R20, 3390 g dry ore, 5000 ml leach solution (Diplomarbeit K. Rohde)

-	40	310	56	435	13	200	0,5	3	8	1103	26	4
---	----	-----	----	-----	----	-----	-----	---	---	------	----	---

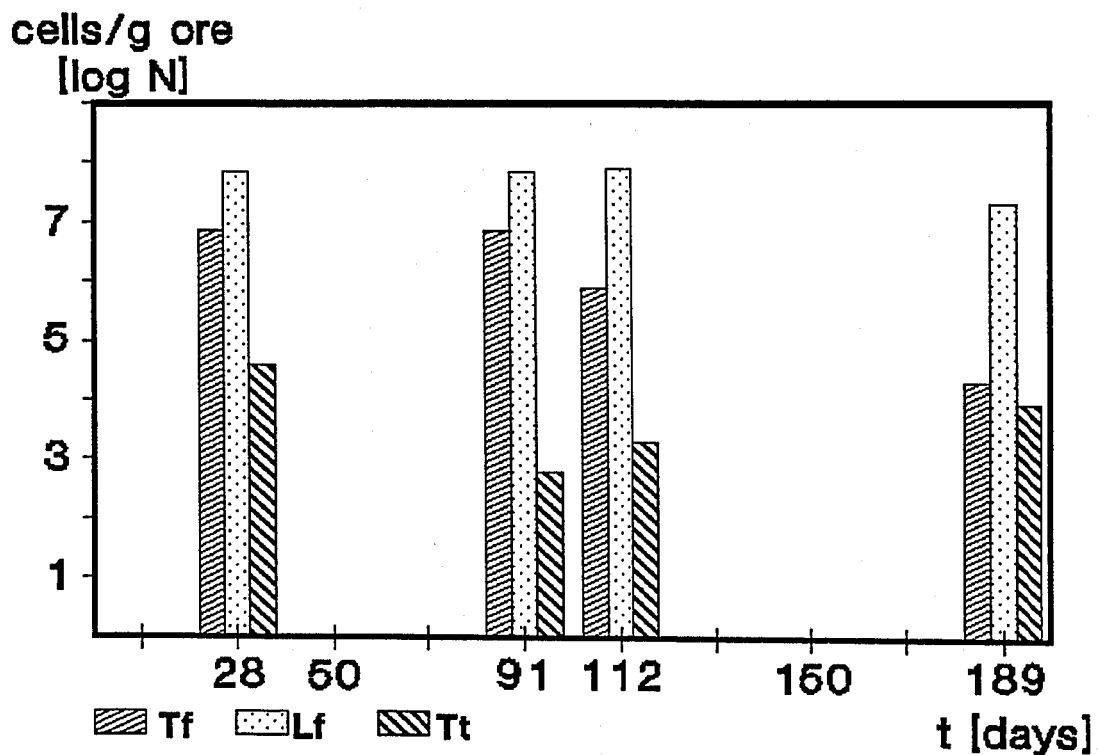
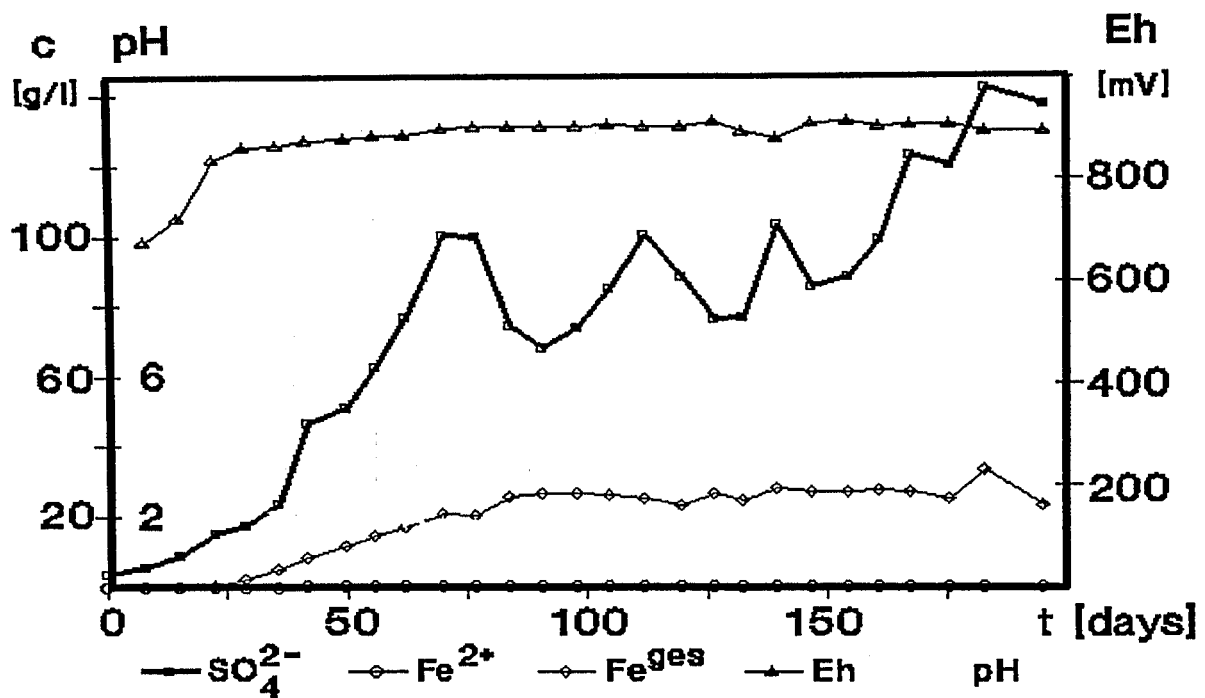


Abbildung 3: Einfluß des Flüssigkeits-Erz-Verhältnisses auf den Verlauf der Laugung durch Tf R7, Lf R3 und Tt R20.

(800 ml Laugungslösung, 2800g trockenes Erz, Verhältnis 1:4)

Oben : Darstellung der Laugungsparameter.

Unten: Angabe der Zelldichte als Logarithmus der Zellzahl.

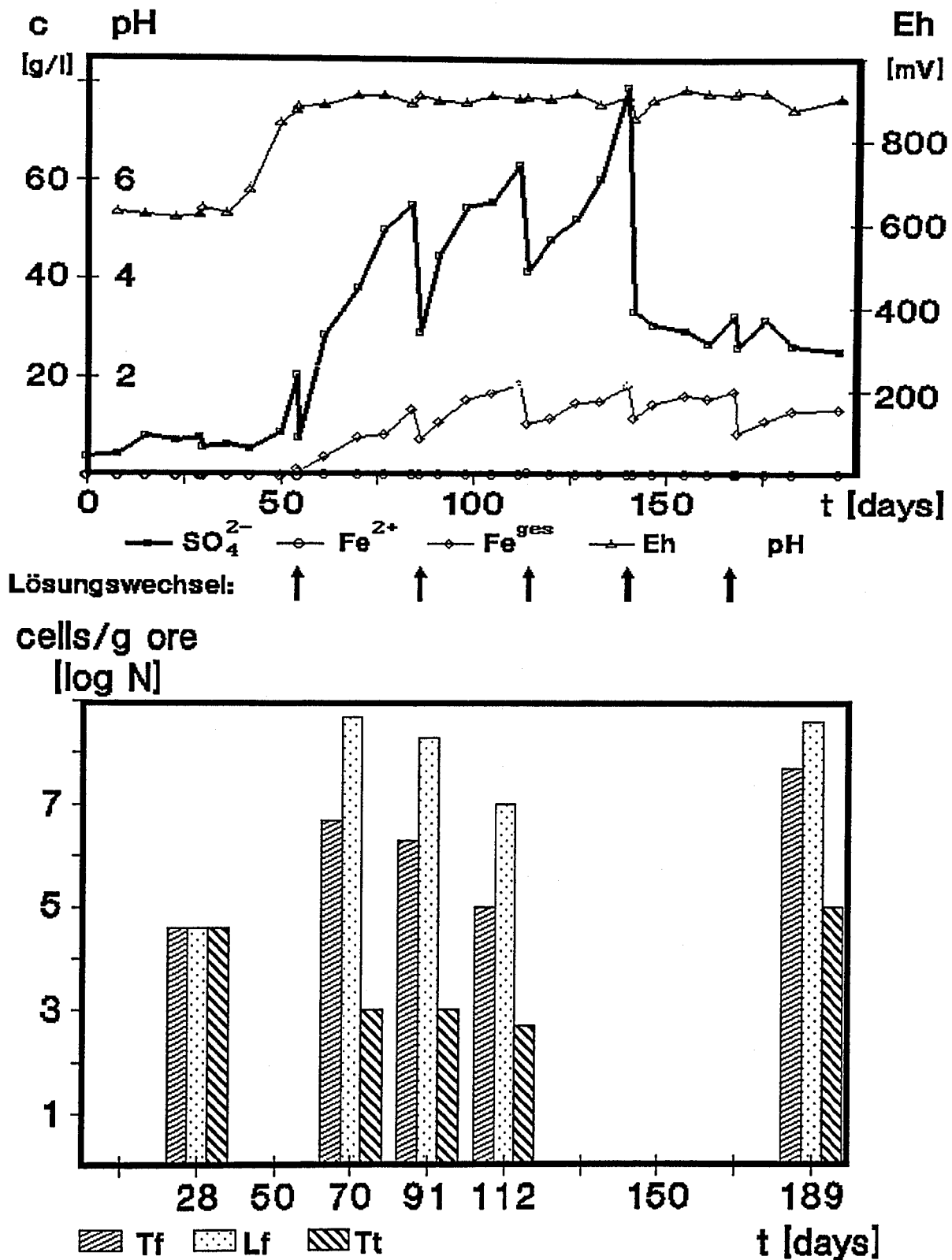


Abbildung 4: Einfluß eines regelmäßigen Flüssigkeitsaustausches auf den Verlauf der Laugung durch Tf R7, Lf R3 und Tt R20. (800 ml Laugungslösung, 2800 g trockenes Erz, Verhältnis 1:4; Flüssigkeitsaustausch alle 28 Tage)

Oben : Darstellung der Laugungsparameter.

Unten: Angabe der Zelldichte als Logarithmus der Zellzahl.

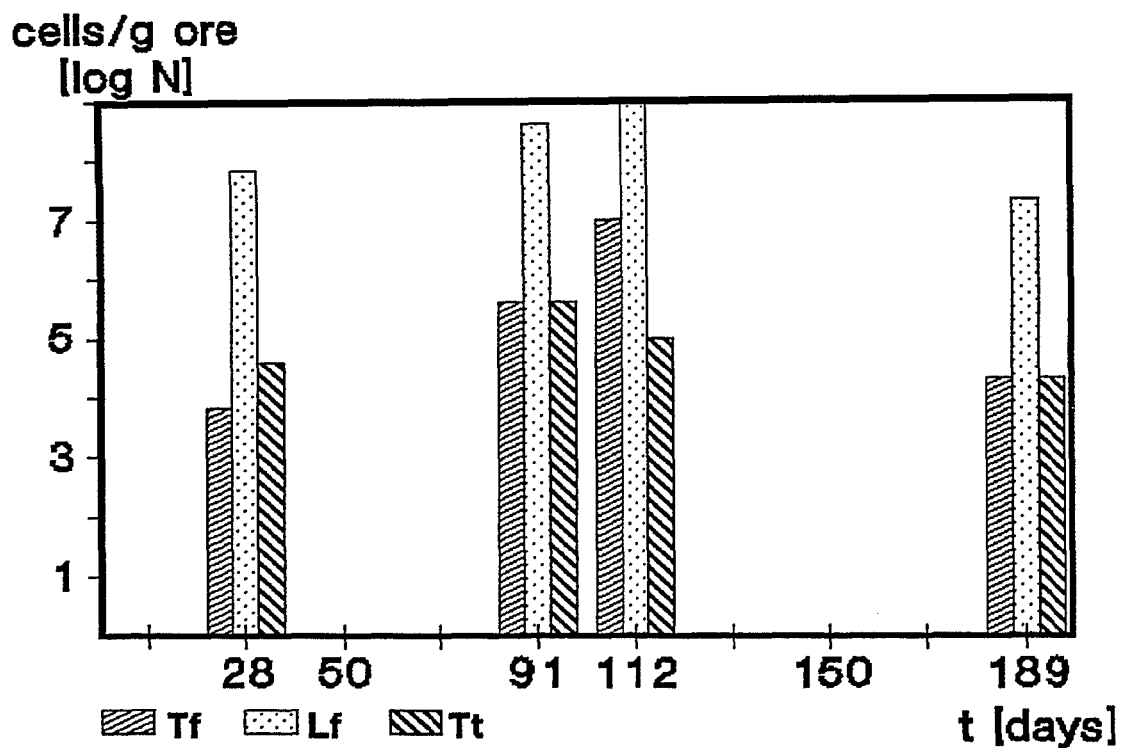
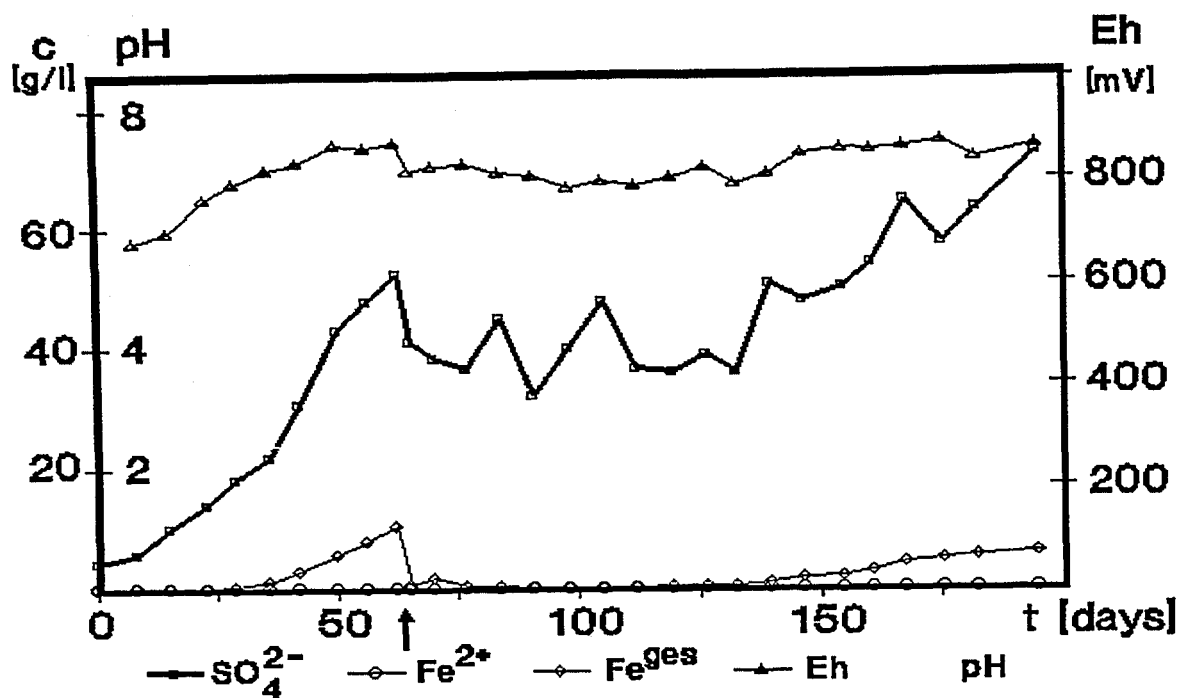


Abbildung 5: Einfluß der Eisenfällung durch Erhöhung des pH-Wertes auf den Verlauf der Laugung durch Tf R7, Lf R3 und Tt R20 (800 ml Laugungslösung, 2800 g trockenes Erz, Verhältnis 1:4)

Oben : Darstellung der Laugungsparameter.

Unten: Angabe der Zelldichte als Logarithmus der Zellzahl.

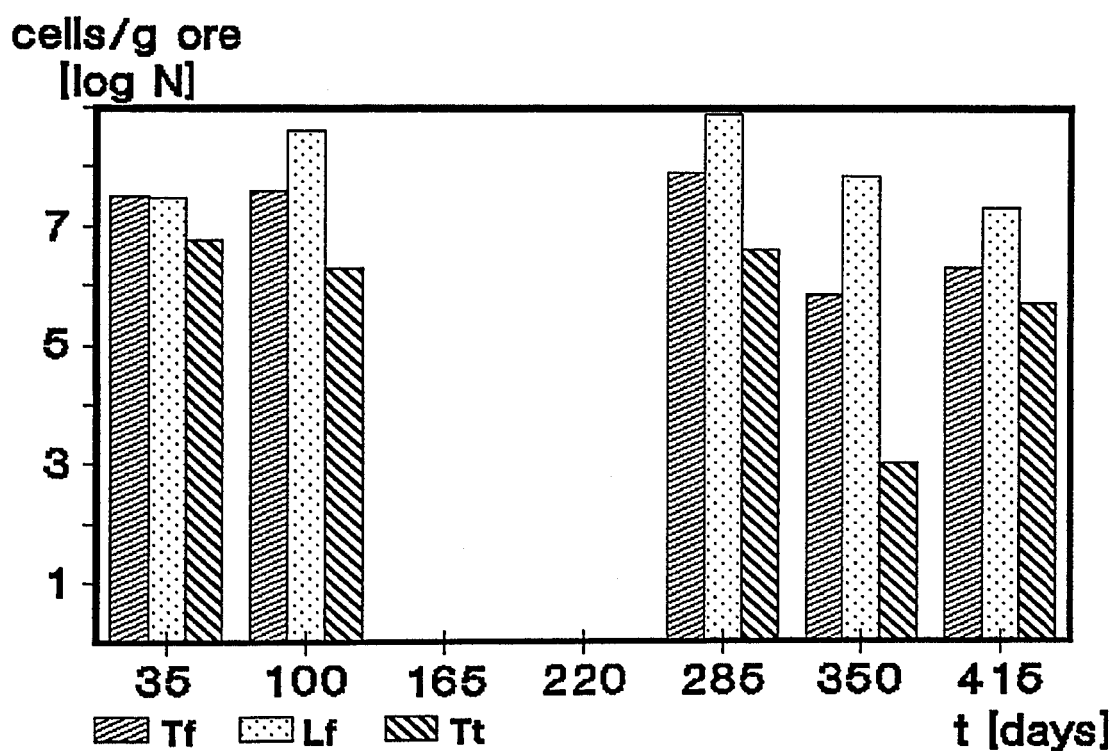
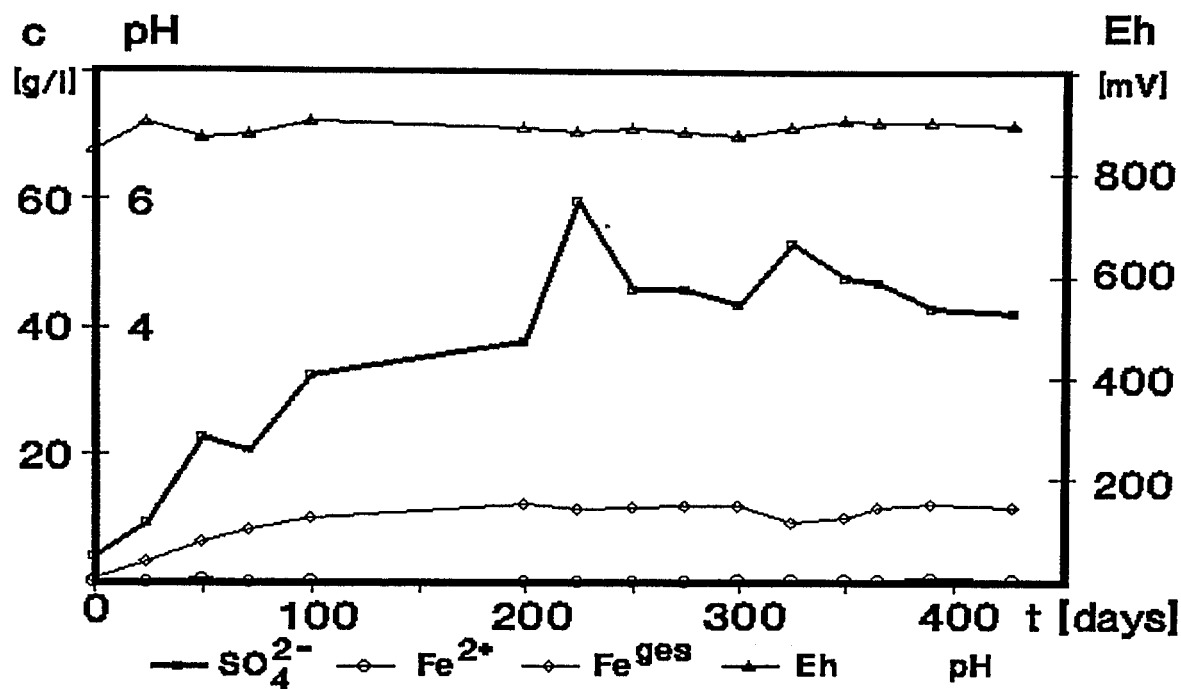


Abbildung 6: Langzeitversuch zur Metallausbringung aus Ilba-Erz durch Laugung mit Tf R7, Lf P₃A und Tt R20 bei einem Flüssigkeits-Erz-Verhältnis von 1:1 (5000 ml Laugungsflüssigkeit, 4325 g trockenes Erz + 18 g Schwefel).

Oben : Darstellung der Laugungsparameter.

Unten: Angabe der Zelldichte als Logarithmus der Zellzahl.

Nitrifikanten aus Laugungsbiotopen

K. Kirstein, W. Sand

Universität Hamburg, Institut für Allgemeine Botanik,
Abteilung Mikrobiologie, Ohnhorststr. 18, 2000 Hamburg 52

Im Rahmen der Bestandsaufnahme der lithoautotrophen Mikroflora rumänischer Erzbiotope wurden u.a. nitrifizierende Bakterien isoliert. Zur Zeit stehen 8 Reinkulturen von Nitritoxidanten aus der sauren Mine Baia Sprie und 7 Reinkulturen von Nitritoxidanten aus der alkalischen Mine Potcoava-Dubova zur Verfügung. Ammoniakoxidanten aus Potcoava-Dubova liegen bislang nur als Anreicherungskulturen vor.

1. Laugungsversuche mit Nitrifikanten

In 1990 wurden erste Versuche zur Laugung von Armerz mit Nitrifikanten durchgeführt. Es sollte untersucht werden, ob Nitrifikanten aufgrund biogener Salpetersäurebildung Metalle aus Erz ausbringen. In Vorversuchen mit stehenden Kolben wurde ermittelt, welche Kombination von Nitritoxidanten (aus den Minen Potcoava-Dubova oder Baia Sprie) und Ammoniakoxidanten (aus unserer Stammsammlung) auf Erz aus Potcoava-Dubova und Baia Sprie wachsen. Die Ammoniakoxidanten wurden aus unserer Stammsammlung genommen, da Reinkulturen aus den rumänischen Biotopen nicht vorlagen.

Die nachfolgenden Laugungsversuche wurden in Spezialperkolatoren durchgeführt. Auf den Erzkörper (Korngröße des Erzes 4 bis 10mm) wurde ammoniumhaltige Mineralsalzlösung gepumpt (500 ml/h). Nach dem Beimpfen der Perkolationssäulen mit

Ammoniak- und Nitritoxidanten wurde die Aktivität der Bakterien durch Messung der Konzentrationen von Ammonium, Nitrit und Nitrat verfolgt. Dieses wurde mit der Hochdruckflüssigkeitschromatographie (HPLC) durchgeführt. Die Ausbringung von Metallionen wurde durch Bestimmung der Konzentration im Eluat mittels AAS gemessen. Die Zellzahlen der Nitrifikanten wurden mit der MPN-Methode bestimmt.

a. Laugungsversuche mit carbonatischem Erz

Das untersuchte Dubova-Erz kann aufgrund seines geringen Metallgehaltes nicht als Erz bezeichnet werden, sondern eher als Gestein. Nennenswert sind die Konzentrationen an Magnesium (12%), Eisen (5%) und Calcium (0,6%) (siehe Tab. 2). Der Gehalt an Nickel ist mit 0,23 % niedrig.

2 Säulen, jeweils gefüllt mit 1000g trockensterilisiertem Dubova-Erz und 1,5l mineralischer Nährlösung, wurden mit 5×10^8 Ammoniakoxidanten und 3×10^8 Nitritoxidanten pro Gramm Erz beimpft. Eine dritte Säule diente als Sterilkontrolle. Der Versuch lief über einen Zeitraum von 98 Tagen. In Abb. 1a ist dargestellt, wie sich NH_4^+ -, NO_2^- - und NO_3^- -Konzentrationen sowie der pH-Wert in der Laugungsflüssigkeit von Säule 1 in Abhängigkeit von der Versuchszeit ändern. Die eingeeimpften Nitrifikanten verbrauchen Ammonium und bilden Nitrit und Nitrat. Nach 14 Tagen ist kein Nitrit mehr in der Nährlösung nachweisbar, sondern nur noch Nitrat. Ammoniakoxidanten und Nitritoxidanten sind gleich aktiv. Die Nitritoxidanten oxidieren das von den Ammoniakoxidanten gebildete Nitrit sofort weiter zu Nitrat.

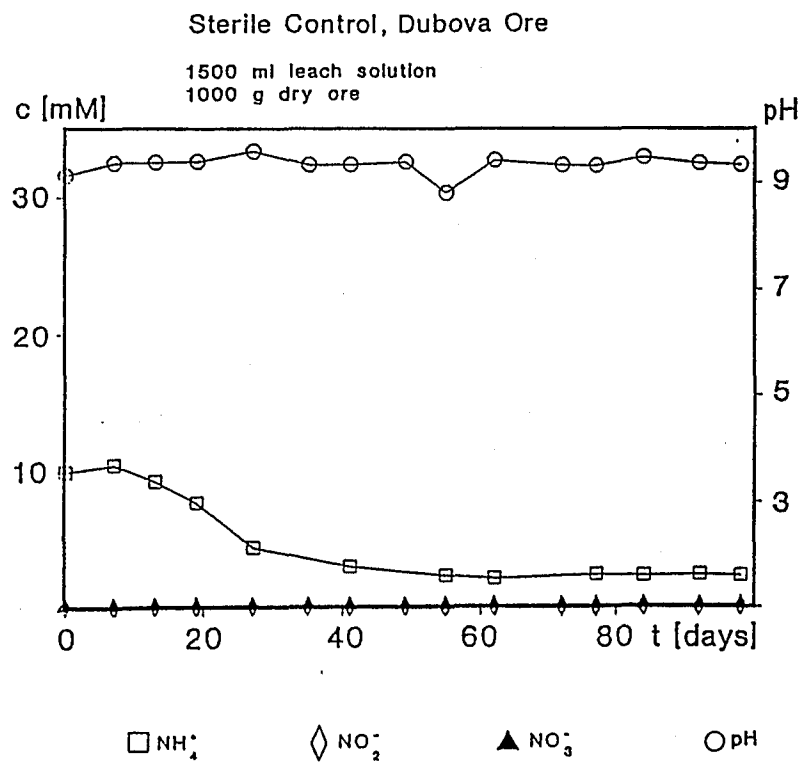
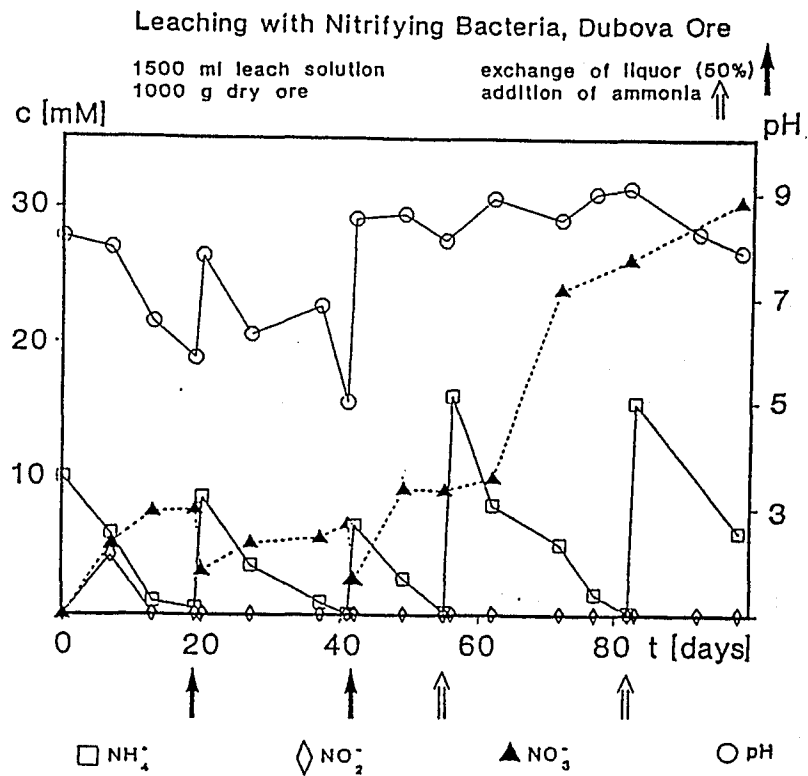


Abb. 1: Laugung von Dubova-Erz mit Nitrifikanten

- a) Wachstum von Nitrifikanten auf carbonatischem Dubova-Erz
 b) Sterilkontrolle

Um den Ansätzen neues Substrat Ammonium zuzuführen, wurde am 20. und 40. Tag die Hälfte der Laugungslösung gegen frische Nährlösung ausgetauscht. Im weiteren Versuchsverlauf wurde kein Austausch mehr durchgeführt. Anstelle dessen wurde eine hochkonzentrierte Ammoniumstammlösung hergestellt und ein Teil davon je nach Ammoniumverbrauch den Säulen zugesetzt. Bei der Sterilkontrolle (Abb. 1b) wurde während der Versuchszeit nicht eingegriffen. Es war eine langsame Ammoniumabnahme bis auf einen Wert von 3 mM festzustellen, der nach etwa 50 Tagen erreicht war und dann konstant blieb. Diese Abnahme beruht vermutlich auf der Bindung des Ammoniums an Gesteinsminerale und ist nicht biologisch bedingt.

Erstmals 10 Tage nach dem Beimpfen der Säulen wurde im Abstand von 4 Wochen insgesamt dreimal eine Zellzahlbestimmung der Nitrifikanten durchgeführt. Da die Perkolatoren keine Vorrichtung besaßen, um steril Erzproben entnehmen zu können, wurden bei der 1. und 2. Probenahme nur Flüssigproben untersucht. Bei der 3. Probenahme konnten jedoch auch Erzproben entnommen werden, da der Versuch beendet war.

Bei der ersten Probenahme lag die Zellzahl für Ammoniakoxidanten in der Laugungslösung beider beimpfter Säulen unter der Nachweisgrenze von 4×10 Zellen pro ml (siehe Tab.1) Nitritoxidanten konnten in der Laugungslösung von Säule 1 nur mit 2×10^2 Zellen pro ml nachgewiesen werden. Bei der 3. Probenahme, bei der auch Erzproben untersucht wurden, zeigte sich, daß die Zellzahl pro g Erz um ca. 2 Zehnerpotenzen höher lag als die Zellzahl pro ml Medium. Umgerechnet auf die Gesamtzellzahl einer Säule ergab sich, daß über 90% aller Zellen dem Erz anhafteten, während weniger als 10% in der Lösung waren. Es muß darauf hingewiesen werden, daß insbesondere bei zu Zellaggregaten neigenden Nitrifikanten mit der MPN-Methode keine absoluten Zellzahlen zu bestimmen sind, sondern nur Vergleichswerte. Die Methode ist mit einem

Fehler von bis zu 3 Zehnerpotenzen behaftet, so daß die realen Zahlen etwa bei 10^8 bis 10^9 Zellen pro Gramm Erz (Säule 1) liegen werden.

Bereits nach 10 Tagen bildete sich ein weißer Niederschlag im Reservoir der beimpften Säulen , nicht jedoch in dem der Sterilkontrolle. Es wurde untersucht, ob in dem Schlamm erhöhte Zellzahlen von Nitrifikanten nachweisbar waren. Das scheint nicht der Fall zu sein (siehe Tab.1). Bei der 2. und 3. Probenahme lagen die Zellzahlen im Sediment einmal um 1 bis 3 Zehnerpotenzen höher als im Medium (2. Probenahme), einmal waren sie gleich hoch (3 Probenahme).

Tab.1: Zellzahlen von Nitrifikanten bei Laugungsversuchen mit carbonatischem Dubova-Erz

Versuchs- zeit	Zellen/ml	14 Tage		56 Tage		98 Tage	
		AMOX	NIOX	AMOX	NIOX	AMOX	NIOX
S ₁	Medium	<3	<2x10	2x10 ⁴	2x10 ²	2x10 ⁴	2x10 ⁴
	Sediment	n.g.	n.g.	1x10 ⁵	1x10 ⁵	2x10 ⁴	5x10 ⁴
	Erz	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	5x10 ⁵	5x10 ⁶
S ₂	Medium	<3	<3	1x10 ³	4x10	4x10	<4x10
	Sediment	n.g.	n.g.	1x10 ⁴	1x10 ²	4x10	<4x10
	Erz	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	4x10 ²	4x10 ²
S ₃	Medium	<3	<3	<4x10	<4x10	<4x10	<4x10
	Erz	n.g.	n.g.	n.g.	n.g.	<4x10	<4x10

S1 und S2 = beimpfte Säulen, S3 = Sterilkontrolle

n.g. = nicht gemessen

AMOX = Ammoniakoxidanten

NIOX = Nitritoxidanten

Am Ende des Versuchszeitraumes wurde die Laugungsflüssigkeit auf ihren Gehalt an Metallen untersucht. Zum Vergleich wurde sowohl unbehandeltes Erz als auch Erz aus den Säulen einem Königswasseraufschluß unterzogen und der Metallgehalt bestimmt. Der weiße Niederschlag der beimpften Säulen wurde abfiltriert, getrocknet, ausgewogen und sein Metallgehalt ebenfalls bestimmt (siehe Tab. 2).

Nach 98 Tagen Laugungsdauer war die Ausbringung von Magnesium bei der beimpften Säule 1 mehr als doppelt so hoch wie bei der Sterilkontrolle (0,7 % gegenüber 0,3% des vorhandenen Magnesiums). Der weiße Niederschlag lieferte etwa 10% des gesamten gelaugten Magnesiums. Er bestand zu 14 % aus Magnesium. Von den anderen untersuchten Metallen konnte keines im Niederschlag nachgewiesen werden.

Tab.2: Metallausbringung bei den Laugungsversuchen mit carbonatischem Dubova-Erz

	Metall- Gehalt des Erzes		Metall- Ausbringung			
	mg/kg	%	beimpfte Säule (S_1+S_2)		Steril- Kontrolle	
			mg	%	mg	%
Ca	6.000	0,6	0	0	0	0
Mg	120.000	12	822	0,7	323	0,3
Cu	100	0,01	0,04	0,04	0,1	0,1
Zn	200	0,02	0	0	0	0
Mn	1.800	0,18	0	0	0	0
Fe	50.000	5	0	0	0	0
Co	100	0,01	0	0	0	0
Ni	2.300	0,23	0	0	0	0

In diesem Versuch wurde gezeigt, daß Ammoniak- und Nitritoxi-
danten an Erz adsorbieren, dort wachsen und durch Säurebil-
dung das Erz auflösen. Das Dubova-Erz besteht überwiegend aus

Magnesiumcarbonat. Damit erklärt sich die Magnesium-Ausbringung bei den beimpften Säulen. Die übrigen Metalle liegen in so geringer Menge vor, daß eine Ausbringung durch Laugung nicht gemessen werden konnte.

b. Laugungsversuche mit sulfidischem Armerz

In einer weiteren Versuchsreihe wurde sulfidisches Erz aus Baia Sprie eingesetzt. Es sollte untersucht werden, ob Nitrifikanten auch dieses Erz angreifen. Der Versuchsaufbau entspricht dem der Laugungsversuche mit carbonatischem Erz. Es fand ein 10-tägiger Vorlauf der noch unbeimpften Säulen statt, um den pH-Wert zu regulieren. Aufgrund der Acidität des Erzes sank der pH-Wert auf 3,9. Er wurde solange auf pH 7,0 nachtitriert, bis er konstant blieb.

Nach dem Beimpfen mit Ammoniakoxidanten aus unserer Stammsammlung (3×10^8 /g Erz) und Nitritoxidanten aus Baia Sprie (5×10^8 /g Erz) wurde der pH-Wert nicht mehr reguliert.

In einer der Säulen wuchsen die Zellen an und bildeten Salpetersäure. Dabei sank der pH-Wert auf 5,4, woraufhin die Zellen das Wachstum einstellten.

Eine nach 98 Tagen durchgeführte Zellzahlbestimmung zeigte, daß Zellen von Nitrifikanten nachweisbar waren. Vermutlich waren sie durch den niedrigen pH-Wert inaktiviert worden.

Eine Metallausbringung war bei diesem Versuch nicht meßbar. Festzuhalten bleibt jedoch, daß Nitrifikanten auch unter ungünstigen Bedingungen auf sulfidischem Erz aufwachsen und Salpetersäure bilden.

Eine Wiederholung dieses Versuches läuft seit Ende 1990. Dabei wird der pH-Wert im Bereich von 6,8 bis 7,2 reguliert. Die Perkolatoren werden mit 2,5 kg Erz und 4,5l mineralischer Nährlösung betrieben. Sie wurden ebenfalls mit Ammoniakoxi-

danten aus unserer Stammsammlung (3×10^8 /g Erz) und Nitritoxidanten aus Baia Sprie (1×10^8 /g Erz) beimpft. Direkt nach dem Beimpfen des Mediumreservoirs und nach 14-stündiger Perkolationsdauer wurde bei diesem Versuch die Zellzahl durch Auszählen in der Helber-Kammer bestimmt. Dabei zeigte sich, daß schon nach 14 Stunden nahezu alle Zellen (97%) auf dem Erz hafteten, während nur noch wenige frei im Medium nachweisbar waren.

Nach bislang 6-wöchiger Versuchszeit ist festzustellen, daß Ammoniak- und Nitritoxidanten in den beimpften Säulen angewachsen sind. Etwa 70% des Substrates Ammonium sind zu Nitrat umgesetzt worden.

2. Charakterisierung von Nitritoxidanten

In 1990 wurde die Charakterisierung der 15 Reinkulturen von Nitritoxidanten aus Potcoava-Dubova und Baia Sprie weitergeführt.

a. Untersuchungen der Proteinmuster von Nitrobacter-Stämmen

Es wurde eine Charakterisierung der Nitrobacter-Stämme anhand ihres spezifischen Proteinmusters durchgeführt. Durch Vergleich der Proteinmuster neuer Stämme mit denen bekannter Stämme läßt sich ein Stammbaum (Dendrogramm) erstellen. Es werden verwandtschaftliche Verhältnisse der Stämme untereinander deutlich und manchmal lassen sich neue Stämme bekannten Arten zuordnen.

Die Methode wurde im Rahmen einer Dissertation standardisiert und in unserer Arbeitsgruppe etabliert.

Zellen der logarithmischen Wachstumsphase werden steril geerntet und mit radioaktiv markiertem Methionin (^{35}S -

Methionin) für 24 h inkubiert. Während dieser Zeit bauen die Zellen das markierte Methionin in ihre Proteinsubstanz ein. Somit sind alle Proteine, die ab der Inkubation mit Methionin gebildet werden, radioaktiv markiert. Nach dem Zellaufschluß werden die Proteine über SDS-Polyacrylamid-Gelelektrophorese getrennt. Das Proteinmuster wird auf einem Röntgenfilm sichtbar gemacht. Mit einem speziellen Computerprogramm werden die Proteinmuster ausgewertet und aus den Ergebnissen ein Dendrogramm erstellt.

Die Nitrobacter-Stämme aus Potcoava-Dubova scheinen der Art *Nitrobacter vulgaris* anzugehören. *N. vulgaris* ist eine neu beschriebene, sehr heterogene Art, die Subspezies sehr unterschiedlicher Biotope umfaßt (Bock et al., 1990)

Die Proteinmuster der Stämme aus Baia Sprie unterscheiden sich deutlich von denen aller bekannten Arten, so daß sie nicht zugeordnet werden können. Sie bilden möglicherweise eine neue, noch nicht beschriebene Art.

b. Bestimmung des G+C-Gehaltes von Nitrobacter-Stämmen

Die Vermutung, daß die Nitrobacter-Stämme aus Baia Sprie einer neuen Art angehören, wurde durch die Bestimmung des G+C-Gehaltes von Zellen dieser Stämme erhärtet.

Der G+C-Gehalt gibt das Verhältnis der Mole der Basen Guanin und Cytosin zu der Summe der Mole aller vier Basen (Guanin, Cytosin, Adenin und Thymin) in der DNA an. Dieser Wert ist artspezifisch und wird als taxonomisches Merkmal gewertet.

Der G+C-Gehalt der 3 untersuchten Nitrobacter-Stämme aus Baia Sprie lag mit $63,3\% \pm 0,1\%$ höher als bei allen bekannten Arten von Nitrobacter (siehe Tab. 3).

Die Ergebnisse der G+C-Bestimmung der Stämme von Nitrobacter

aus der alkalischen Mine Potcoava-Dubova deuten daraufhin, daß die 4 Stämme nicht alle zu *N. vulgaris* gehören. Nur 2 von 4 untersuchten Stämmen weisen einen G+C-Gehalt von 59,5% auf und sind danach *N. vulgaris* zuzurechnen (was auch durch die Proteinuntersuchungen bestätigt wird). Die 2 anderen Stämme haben einen G+C-Gehalt von 61,7% und wären demnach eher zu *N. winogradskyi* zu zählen. Für einen der beiden Stämme ist die Bestimmung der Proteilmuster nicht auswertbar, bei dem anderen stehen sie im Widerspruch zum G+C-Wert. Daher ist zur Zeit eine Zuordnung nicht möglich.

Tab.3: G+C-Gehalt (%) von *Nitrobacter*-Stämmen

<i>N. winogradskyi</i>	61,7*
<i>N. vulgaris</i>	58,9 - 59,9*
<i>N. hamburgensis</i>	61,2 - 61,6*
6/13 (Dubova)	59,5
6/19 (Dubova)	61,7
10/25 (Dubova)	59,5
11/25 (Dubova)	61,7
5/6 (Baia Sprie)	63,2
5/9 (Baia Sprie)	63,3
5/11 (Baia Sprie)	63,3

* Bock et al., 1990

c. DNA-DNA-Hybridisierung

Zur weiteren taxonomischen Charakterisierung sollen DNA-Sequenzhomologien von neuen Stämmen und von Referenzstämmen bekannter Arten bestimmt werden. Eine Sequenzhomologie von 60% stellt die Artgrenze dar. Zwei Stämme, deren Sequenzhomologie kleiner als 60% ist, gehören in der Regel unterschiedlichen Arten an.

Die Vorbereitungen zu diesen Untersuchungen sind bald abgeschlossen (Zellanzucht in großem Maßstab, DNA-Isolierung, Vorbehandlung der DNA), so daß die Messungen noch im Projektzeitraum durchgeführt werden können.

Es besteht die Hoffnung, daß die neuen Stämme aus Baia Sprie mithilfe dieser Untersuchungen eindeutig von den bekannten Arten abgegrenzt werden können, so daß die Beschreibung einer neuen Art möglich wird.

d. Untersuchungen zum Plasmidspektrum der Nitrobacter-Stämme

Untersuchungen zum Plasmidspektrum ergaben, daß Plasmide in den Nitrobacter-Stämmen aus Potcoava-Dubova und Baia Sprie regelhaft vorkommen (Plasmid = extrachromosomale DNA, die nichtessentielle Gene trägt). Dieses gilt auch allgemein für die Gattung Nitrobacter (Kirstein, 1988).

In 6 von 7 Stämmen aus Potcoava-Dubova und in 5 von 6 Stämmen aus Baia Sprie konnten 1 oder 2 Plasmide nachgewiesen werden (siehe Tab. 4). Teilweise besitzen einige Stämme identische Plasmidmuster, so daß es möglich ist, daß es sich zum Teil um identische Stämme handelt. Das bedeutet, daß es sich bei den Isolaten aus der Mine Potcoava-Dubova um 3 und bei den Isolaten aus der Mine Baia Sprie um 4 verschiedene nitritoxidierende Organismen handeln könnte. Der Plasmid-Gehalt kann jedoch nicht als sicheres taxonomisches Merkmal gewertet

werden. Plasmide haben die Eigenschaft, zwischen Stämmen und Arten zu "springen" und somit eine Genvariabilität hervorzurufen, die eine Anpassung an extreme Standorte begünstigen kann.

Tab.4: Plasmidspektrum von Nitrobacter-Stämmen aus Potcoava-Dubova und Baia Sprie

Biotop	Stamm	Plasmid- zahl	MW ($\times 10^6$)
D	6/13	1	30
U	6/17	1	30
B	6/19	1	30
O	6 /22	0	-
V	10/25	1	70
A	11/25	1	70
	11/27	1	70
B.	5/2	2	45 / 70
S	5/3	2	45 / 70
P	5/7	2	55 / 70
R	5/9	0	-
I	5/11	1	76
E	5/12	0	-

MW = Molekulargewicht

e. Elektronenmikroskopische Untersuchungen

Es wurden elektronenmikroskopische Präparate von Nitrobacter-Zellen aus Potcoava-Dubova und Baia Sprie hergestellt. Die Untersuchung der Präparate wird u.a. zeigen, ob sich die Stämme aus Baia Sprie auch in ihrer Ultrastruktur von bekannten Arten unterscheiden.

3. Zusammenfassung

In ersten Versuchen mit Nitrifikanten zur Laugung von Armerzen wurde gezeigt, daß carbonatisches Erz durch biogene Salpetersäure aufgelöst und Magnesium ausgebracht werden kann. Versuche mit sulfidischem Erz lieferten noch keine Ergebnisse.

Die Charakterisierung der 15 Reinkulturen von Nitritoxidanten aus Potcoava-Dubova und Baia sprie ergab, daß es sich bei den Organismen aus Baia Sprie wahrscheinlich um eine neue Art handelt, während einige Isolate aus Potcoava-Dubova der Art Nitrobacter vulgaris zuzuordnen sind.

Dieses wurde sowohl bei der Untersuchung des Proteinmusters als auch der Bestimmung des G+C-Gehaltes von Stämmen beider Biotope deutlich.

In 10 von 12 untersuchten Stämmen wurden 1 bis 2 Plasmide nachgewiesen. Aufgrund gleicher Plasmidmuster besteht die Annahme, daß einige Isolate identisch sind, so daß vermutlich aus der Mine Potcoava-Dubova 3 und aus der Mine Baia Sprie 4 verschiedene nitritoxidierende Organismen isoliert worden sind.

4. Literatur

Eberhard Bock, Hans-Peter Koops, Uwe C. Möller, and Michael Rudert: A new facultatively nitrite oxidizing bacterium, *Nitrobacter vulgaris* s.p. nov., Arch Microbiol. 153: 105-110 (1990)

Karin Kirstein: Isolierung von Plasmiden aus *Nitrobacter*. Diplomarbeit, Universität Hamburg (1988)

HETEROTROPHE MIKROORGANISMEN AUS RUMÄNISCHEN ERZLAUGUNGSBIOTOPEN

A. Dorrong, R. Näveke
Institut für Mikrobiologie
Technische Universität Braunschweig

1. Identifizierung der heterotrophen Mikroorganismen aus den Gruben Ilba und Potcoava

Die Identifizierung der aus den Gruben Ilba und Potcoava isolierten heterotrophen Mikroorganismen-Stämme ist praktisch abgeschlossen. In Tab. 1 sind die Ergebnisse dieser Bestimmung zusammengefaßt.

Wie man der Tabelle entnehmen kann, ist die Zusammensetzung der Mikroorganismen-Biozönosen völlig verschieden. So konnte keiner der aus der Grube Ilba isolierten Hyphenpilz-Gattungen in der Grube Potcoava nachgewiesen werden und umgekehrt. Ein ähnliches Resultat erhielten wir in Bezug auf die Bakterien-Stämme, jedoch konnten einige Gattungen wie *Methylobacterium*, *Bacillus* und *Pseudomonas* in beiden Gruben-Ökotypen nachgewiesen werden. Während in der schwefelsauren Grube Ilba Hyphenpilze deutlich dominierten, herrschten in der leicht alkalischen Asbestgrube Potcoava Bakterien vor, insbesondere der Gattung *Pseudomonas*.

Da eine Identifizierung von Hefen kompliziert und sehr zeitaufwendig ist, wurde von der Bestimmung der Hefen abgesehen. Eine Ausnahme bildet der *Rhodotorula*-Stamm V6, da dieser bei den Erzlaugungsversuchen im Labor einen positiven Einfluß auf die Schwermetall-Laugung ausübte.

2. Lipidfettsäure-Profile autotropher und heterotropher Bakterien aus rumänischen Erzlaugungsbiotopen

Von den aus der Grube Ilba isolierten autotrophen Bakterienstämmen und einigen interessanten heterotrophen Bakterien aus rumänischen Erzlaugungsbiotopen wurden die Lipidfettsäure-Profile aufgenommen.

Bakterien, die unter definierten Bedingungen gewachsen sind, zeigen konstante, in einer Form auftretende Profile von Gesamtzellfettsäuren, welche benutzt werden können, um auch sehr eng verwandte Organismen zu differenzieren. Gattungen und Arten können durch qualitative oder quantitative Unterschiede differenziert werden. Aus diesem Grund ist diese Methode zur Differenzierung, zum Vergleich und zur Identifikation von Bakterien gut geeignet.

Die in Tab. 1 aufgelisteten identifizierten Mikroorganismen-Stämme wurden aufgrund verschiedener morphologischer und physiologischer Merkmale bestimmt. Die Identifikation einiger Bakterien konnte durch die Aufnahme der Lipidfettsäure-Profile bestätigt werden.

3. Konzentrationen an Nitrat, Nitrit und Ammonium von Proben aus verschiedenen rumänischen Erzlaugungsbiotopen

Während unserer Rumänienbesuche im letzten Jahr nahmen wir Proben aus verschiedenen Erzlaugungsbiotopen. Diese Proben wurden in Glasflaschen und gekühlt zu unserem Institut transportiert und dort auf ihre Konzentrationen an N-Verbindungen, namentlich Nitrat, Nitrit und Ammonium untersucht. Die Bestimmung von Ammonium und Nitrit wurde photometrisch, die Bestimmung von Nitrat mit HPLC durchgeführt.

In Tab. 2 sind die N-Konzentrationen der Proben aus der Grube Ilba Venera Gang 40 aufgelistet.

Mit Ausnahme einer Probe sind die Ammonium-Konzentrationen gering; in 4 der 6 untersuchten Proben konnte überhaupt kein Ammonium nachgewiesen werden. Ein ähnliches Resultat erhielten wir auch in Bezug auf Nitrit: Mit Ausnahme einer Probe, bei der die Nitrit-Konzentration an der Nachweisgrenze von $0,3 \mu\text{mol} \cdot \text{l}^{-1}$ lag, konnte in keiner Probe Nitrit nachgewiesen werden. Demgegenüber war Nitrat in fast allen Proben vorhanden. Die auf den aktuellen Wassergehalt umgerechneten Konzentrationen sind jedoch sehr verschieden.

In Tab. 3. sind die Stickstoff-Konzentrationen der Proben aus dem Venera Gang 42 der Grube Ilba dargestellt.

Wie in den Proben aus dem Venera-Gang 40 konnte auch hier kein Nitrit nachgewiesen werden. Auf der anderen Seite sind die ermittelten Nitrat-Konzentrationen gegenüber denen aus dem Venera-Gang 40 deutlich höher. Eine Feststoffprobe enthielt sogar $940 \mu\text{mol} \cdot \text{l}^{-1}$ Nitrat, dies entspricht $60 \text{ mg} \cdot \text{l}^{-1}$ Nitrat. Die Proben aus dem Venera-Gang 42 enthalten im Gegensatz zu denen aus dem Venera-Gang 40 mit einer Ausnahme durchweg Ammonium, wenn auch in geringen Konzentrationen. Die höchste Ammonium-Konzentration wurde mit fast $5 \mu\text{mol} \cdot \text{l}^{-1}$ in der Minenwasser-Probe gemessen. Auf der anderen Seite war dies die einzige Probe in der kein Nitrat nachgewiesen werden konnte.

Weiterhin wurden Proben von der in-situ-Laugungsanlage in der Grube Ilba hinsichtlich ihrer Konzentrationen an N-Verbindungen untersucht. Die Ergebnisse sind in der Tab. 4 zusammengestellt.

Die ermittelten Werte weichen deutlich von denen der beiden untersuchten Venera-Gänge ab. So konnte in keiner der untersuchten Laugungslösungen Nitrat nachgewiesen werden. Dies bedeutet, daß die Nitrat-Konzentrationen der Laugungslösungen unter $0,8 \mu\text{mol} \cdot \text{l}^{-1}$ liegen müssen. Demgegenüber konnte in allen Laugungslösungen Ammonium und Nitrit nachgewiesen werden. Die Ammonium- und Nitrat-Konzentrationen nehmen allerdings deutlich ab. Während in der am 29.09.90 genommen Probe noch

100 $\mu\text{mol}\cdot\text{l}^{-1}$ Ammonium und 110 $\mu\text{mol}\cdot\text{l}^{-1}$ NO_2^- nachgewiesen werden konnten, betrugen die Konzentrationen in der Laugungslösung am 16.11.90 nur noch 3 bzw. 40 $\mu\text{mol}\cdot\text{l}^{-1}$.

Die Meßergebnisse belegen eine zunehmende Stickstoffarmut der Laugungsanlage, zumal die untersuchte Feststoffprobe praktisch keine N-Verbindungen enthielt. Eine Zugabe von N-Verbindungen zur Laugungslösung erscheint daher erwägenswert. Ferner deutet das Fehlen von Nitrat und das Vorhandensein von Nitrit und Ammonium auf reduzierende Verhältnisse in der Laugungsanlage, d.h. unzureichende Belüftung, hin.

Die Stickstoff-Konzentrationen der Proben aus der Grube Altin Tepe sind in dieser Tab. 5 zusammengestellt.

Ammonium konnte nicht nachgewiesen werden. Die Bestimmung von Ammonium in den Flüssigproben dieser Grube konnte aufgrund starker Störungen bei der Probenvorbehandlung nicht durchgeführt werden. In allen drei untersuchten Proben wurde Nitrat gefunden. Die Feststoffprobe enthielt mit über 600 $\mu\text{mol}\cdot\text{l}^{-1}$ NO_3^- , dies entspricht etwa 40 $\text{mg}\cdot\text{l}^{-1}$ NO_3^- , die höchste Nitrat-Konzentration der Proben aus diesem Habitat.

4. Untersuchungen zur Nutzung von Stickstoff-Quellen durch die aus der Grube Ilba isolierten autotrophen Bakterien-Stämme

In weiteren Untersuchungen wurde geklärt, welche Stickstoff-Quellen von den chemolithoautotrophen Bakterien-Stämmen, die aus der Grube Ilba isoliert wurden, als N-Quelle genutzt werden können und wie sich die Veränderung der Stickstoff-Konzentration auf das Wachstum auswirkt. In Tab. 6 sind die untersuchten Bakterien-Stämmen aufgelistet.

Es wurden die Thiobacillus ferrooxidans-Stämme R1, R2, R4, R5, R6, R7, R8, R9 und R10, die Leptospirillum ferrooxidans-Stämme R3, R30, R31, R32, sowie der Thiobacillus thiooxidans-

Stamm R20 bzw. Tt52 untersucht.

Als N-Verbindungen wurden Ammonium, Nitrat und Harnstoff ausgewählt. Daneben wurden alle Stämme in Medien ohne Zusatz einer N-Verbindung mehrfach subkultiviert, falls Wachstum unter diesen Bedingungen auftrat.

Bei der Fähigkeit zur Verwertung verschiedener N-Quellen treten starke stammspezifische Unterschiede auf. Ammonium wurde von allen Stämmen sehr gut verwertet. Bei vielen Stämmen war das Wachstum schon mit $0,2 \text{ mmol} \cdot \text{l}^{-1} \text{ NH}_4^+$ optimal. Nitrat konnte ebenfalls vielen Stämmen als N-Quelle dienen. Auch Harnstoff konnte von einigen Stämmen genutzt werden.

Alle untersuchten *Thiobacillus ferrooxidans*- und *Leptospirillum ferrooxidans*-Stämme können in Medium ohne zugesetzte N-Verbindung subkultiviert werden, während der untersuchte *Thiobacillus thiooxidans*-Stamm nicht ohne zugesetzte N-Quelle wachsen konnte.

Bei allen *Leptospirillum ferrooxidans*-Stämmen konnte die Fähigkeit zur N_2 -Reduktion nachgewiesen werden. Auch 7 der 9 untersuchten *Thiobacillus ferrooxidans*-Stämme können Distickstoff als N-Quelle nutzen. Die beiden Nitrogenase- negativen *Thiobacillus ferrooxidans*-Stämme R5 und R7 können als N-Scavenger bezeichnet werden.

Die Nitrogenase-Aktivitäten wurden anhand der auf Bakterienprotein bezogenen spezifischen Ethin-Reduktionsraten bestimmt. Wie Tab. 7 zeigt, reichen diese von $6 \text{ nmol} \cdot \text{h}^{-1} \cdot \text{mg}^{-1}$ bei Stamm R31, einem *Leptospirillum ferrooxidans*, bis zu $72 \text{ nmol} \cdot \text{h}^{-1} \cdot \text{mg}^{-1}$ beim *Thiobacillus ferrooxidans*-Stamm R10.

Ein Vergleich mit den Nitrogenase-Aktivitäten anderer N_2 -reduzierender Bakterien ergab, daß die Aktivitäten bei *Thiobacillus ferrooxidans* und *Leptospirillum ferrooxidans* groß genug sind, um die N-Versorgung beim ohnehin langsamen Wachstum dieser autotrophen Bakterien durch die Reduktion von Distickstoff zu gewährleisten.

5. Erzlaugungsversuche in Schüttelkolben

Letztes Jahr führten wir einen weiteren Erzlaugungsversuch in Schüttelkolben durch. Es sollte geprüft werden, ob neben dem *Pseudomonas fluorescens*-Stamm V1 auch andere Stämme dieser Bakterien-Art zu einer Erhöhung der mikrobiellen Schwermetall-Laugung autotropher Bakterien befähigt sind.

Für diesen Versuch wurde der *Thiobacillus ferrooxidans*-Stamm R1 und aus unterschiedlichen Habitaten stammende *Pseudomonas fluorescens*-Stämme eingesetzt. In Tab. 8 sind die verwendeten *Pseudomonas fluorescens*-Stämme und deren Herkunft aufgelistet.

Die Stämme P11 und P41 stammen aus der Asbestgrube Potcoava, die Herkunft des DSM-Stammes 50 117 ist unbekannt. Der Stamm B6 stammt aus der pakistanischen Uranmine Baghalchur. Der Stamm V1 ist der wohlbekannte *Pseudomonas fluorescens*, der in früheren Laugungsversuchen im Labormaßstab die Ausbringung von Schwermetallen erhöhen konnte. Er stammt aus dem Venera-Gang 40 der Grube Ilba.

Jedes Experiment wurde in zwei Parallelen durchgeführt. Es wurden jeweils 5 g Venera-Erz mit einer Korngröße zwischen 20 und 125 μm und 100 ml Laugungsmedium eingesetzt. Die Anfangsbakterien-Konzentration jedes Stammes betrug $1 \cdot 10^6 \text{ ml}^{-1}$. Die Ansätze wurden bei 25 Grad Celsius auf einem Rundschüttler bei 140 min^{-1} für 35 Tage inkubiert.

Abb. 1 stellt die durchschnittliche Cu-Extraktion der entsprechenden Parallel-Ansätze nach 35 Tagen, bezogen auf den Gesamtkupfergehalt des eingesetzten Erzes, in Prozent dar. Die Balken stellen die Cu-Konzentrationen der einzelnen Ansätze in mg/l dar.

Nur in den Ansätzen, in denen der *Thiobacillus ferrooxidans*-Stamm R1 mit dem *Pseudomonas fluorescens*-Stamm V1 kombiniert wurde, konnte die Kupfer-Laugung gegenüber den Ansätzen,

die nur den Thiobacillus-Stamm enthielten, signifikant gesteigert werden. Die Kombination des Thiobacillus ferrooxidans-Stammes R1 mit anderen Pseudomonas fluorescens-Stämmen bewirkte keine Steigerung der mikrobiellen Kupfer-Laugung.

6. Erlaugungsversuche in Perkolatoren

Letztes Jahr wurde ein zweiter Erzlaugungsversuch in Perkolatoren durchgeführt. Für diesen Versuch wurde Erz aus dem Venera-Gangsystem der Grube Ilba verwendet. Das Erz wurde auf eine Partikelgröße von 5-10 mm gesiebt und anschließend etwa 2 h mit verdünnter Schwefelsäure (pH 2) gewaschen. Danach wurde das Erz mehrfach mit destilliertem Wasser gewaschen und getrocknet.

Nach dieser Vorbehandlung wurde das Erz auf seinen Gehalt an Eisen, Kupfer und Zink analysiert. Das Resultat der Erzanalyse ist in Tab. 9 zusammengestellt.

Erz und Perkolatoren wurden in einem Autoklav bei 134°C, und 2 bar Überdruck für 1 Stunde sterilisiert.

Mit Hilfe dieses Perkolator-Experiments sollte geprüft werden, ob sich die Schwermetall-Laugung mit der von der Hamburger Arbeitsgruppe ermittelten optimalen Stammkombination, dies sind die Stämme R3, R7 und Tt52, durch Zusatz heterotropher Stämme steigern läßt.

Wie Tab. 10 zeigt, wurde jedes Experiment in zwei Parallelen durchgeführt. Zwei Ansätze, die Perkolatoren 1 und 10, wurden nicht beimpft, sie stellen die Sterilkontrollen dar. Die Perkolatoren 2 und 11, wurden mit einer Mischung der autotrophen Stämme R3 (Leptospirillum ferrooxidans), R7 (Thiobacillus ferrooxidans) und Tt52 (Thiobacillus thiooxidans) beimpft. Die Perkolatoren 3 und 12 wurden zusätzlich mit dem Pseudomonas fluorescens-Stamm V1, die Perkolatoren 4 und 13 zusätzlich mit dem Rhodotorula-Stamm V6 beimpft. Die Perkola-

toren 5 und 14 wurden mit allen fünf Stämmen beimpft.

Darüberhinaus wurde auch die Schwermetall-Laugung des *Thiobacillus ferrooxidans*-Stammes R7 mit und ohne Zusatz der heterotrophen Stämme V1 und/oder V6 untersucht. Diese Experimente wurden ohne Parallelsansätze durchgeführt. Jeder Perkulator war mit 500 g Erz und 150 ml Mineralsalzmedium beschickt worden. Die Anfangs-Bakterien-Konzentration betrug für jeden der eingesetzten Bakterien-Stämme $1 \cdot 10^7 \cdot \text{ml}^{-1}$, die des Hefestammes V6 $1 \cdot 10^6 \cdot \text{ml}^{-1}$. Es wurde 236 Tage bei 30°C, dunkel, kontinuierlich perkoliert.

Abb. 2 verdeutlicht die Kupferlaugung der Mischung der autotrophen Bakterien mit und ohne Zusatz der heterotrophen Mikroorganismen-Stämme. Die Kurven stellen die arithmetischen Mittelwerte der Cu-Extraktionen der beiden Parallelansätze dar. Der gemeinsame Zusatz der beiden heterotrophen Stämme zu der Mischung der autotrophen Bakterien bewirkt eine signifikante Steigerung der Kupfer-Laugung.

In der ersten Phase des Versuchs bewirkte auch der Zusatz des *Rhodotorula*-Stammes V6 eine deutliche Steigerung der Kupfer-Laugung. Der positive Effekt wurde jedoch mit zunehmender Versuchsdauer geringer und bei Abschluß des Versuchs lag die Kupfer-Extraktion in den Ansätzen mit dem Stamm V6 sogar etwas unter den Vergleichsansätzen, die nur die Mischung der autotrophen Bakterien enthielten.

Wie die senkrechten Striche an einigen Meßpunkten in Abb. 2 angeben, wich die Kupferlaugung in den einzelnen Parallelansätzen nicht wesentlich voneinander ab.

In Abb. 3 sind die Mengen an extrahiertem Cu nach 236 Tagen durch Balken dargestellt. Oberhalb der Balken sind die Mengen des in 236 Tagen extrahierten Kupfers in Prozent des Kupfergehalts des Erzes angegeben.

Während in den ausschließlich mit der Mischung der autotrophen Bakterien beimpften Ansätzen nur 27,5 % des gesamten

Kupfers gelaugt werden konnte, betrug die prozentuale Extraktion in den Perkolatoren, die zusätzlich noch mit den heterotrophen Stämmen V1 und V6 beimpft wurden, 32 %. Die prozentualen Cu-Extraktionen wurden gegebenenfalls auf Basis der arithmetischen Mittelwerte der beiden Parallelsansätze berechnet.

Die in den Versuchen mit *Thiobacillus ferrooxidans*-Stamm R7 erreichten Cu-Extraktionen verdeutlichen, daß es in jedem Falle günstiger ist, mit einer Mischkultur von autotrophen Bakterien zu laugen, wie schon von der Hamburger Arbeitsgruppe gefunden wurde.

Wie Abb. 4 zeigt, kann durch den Zusatz der heterotrophen Stämme V1 und V6 auch die Cu-Mobilisierung des *Thiobacillus ferrooxidans*-Stammes R7 leicht gesteigert werden. Aber auch mit Hilfe der Heterotrophen wird das Laugungsergebnis, das mit der Mischung der Autotrophen erzielt wird, nicht erreicht.

Wie in Abb. 5 graphisch dargestellt, wurde auch die Zink-Laugung durch den gleichzeitigen Zusatz der beiden heterotrophen Stämme V1 und V6 signifikant gesteigert.

Wie Abb. 6 zeigt, waren in den Ansätzen, die die Mischung der drei autotrophen Stämme zusammen mit den beiden heterotrophen Stämmen enthielten, bei Versuchsende nach 236 Tagen durchschnittlich 58 % des im Erz vorliegenden Zinks gelaugt worden, während es in den Ansätzen, die ausschließlich die Autotrophen enthielten, durchschnittlich nur 53,5 % waren. Auch die Zink-Laugung konnte durch den *Rhodotorula*-Stamm V6 in der ersten Phase des Versuchs deutlich gesteigert werden. So wurden beispielsweise in 55 Tagen in den Ansätzen, die neben der Mischung der autotrophen Bakterien auch die *Rhodotorula* V6 enthielten, 43 % des gesamten Zinks in Lösung gebracht, während die Mischung der Autotrophen ohne Zusatz von Heterotrophen nur 39,5 % des Zinks zu laugen vermochte. Bei Versuchsende ist der erzielte positive Effekt dieses Stammes jedoch gering.

7. Vorbereitende Untersuchungen für den in-situ-Laugungsversuch in der Grube Ilba

Aufgrund der laugungsfördernden Wirkung der beiden getesteten heterotrophen Mikroorganismen-Stämme wurde entschieden, neben der Mischung der autotrophen Bakterien-Stämme R3, R7 und Tt52 zusätzlich die beiden heterotrophen Mikroorganismen-Stämme V1 und V6 für den in-situ-Erzlaugungsversuch in der Grube Ilba einzusetzen.

Die Anzucht und Massenkultur der einzusetzenden autotrophen Bakterien-Stämme wurde von der Arbeitsgruppe von Dr. Sand der Universität Hamburg in Rumänien vorgenommen. Die heterotrophen Mikroorganismen haben wir in Braunschweig produziert.

Zunächst wurden die Wachstumsbedingungen der Stämme optimiert. Anschließend wurden die ermittelten Ergebnisse für die Herstellung von Massenkulturen im Biotechnikum der Gesellschaft für Biotechnologische Forschung in Braunschweig-Stöckheim umgesetzt.

Der *Pseudomonas fluorescens*-Stamm wurde in einem Großfermenter mit 300 l Arbeitsvolumen in einem Mineralsalzmedium mit Succinat als Energiequelle kultiviert. Nach einer Inkubationszeit von nur 1 Tag konnten etwa 700 g Biofeuchtmasse dieses Stammes gewonnen werden. Für die Massenanzucht des *Rhodotorula*-Stammes V6 war ein Fermenter mit 100 l Arbeitsvolumen ausreichend. Nach einer Inkubationszeit von 4 Tagen in einem komplexen Medium mit Pepton, Hefeeextrakt und Glucose konnten 3,1 kg Biofeuchtmasse geerntet werden.

Unmittelbar nach der Ernte durch Zentrifugation wurden die dichtgepackten Zellmassen der beiden heterotrophen Stämme gekühlt nach Rumänien transportiert. Die optimalen Transportbedingungen für die beiden Stämme waren zuvor ermittelt worden.

8. Beimpfung der in-situ-Laugungsanlage in der Grube Ilba

Die Beimpfung der Versuchsanlage wurde wenige Stunden nach Ankunft in Baia Mare und etwa 36 Stunden nach der Ernte der Mikroorganismen vorgenommen. Zu diesem Zweck wurden die Mikroorganismen suspendiert, vermischt und unmittelbar an der Aufgabestelle der Laugungslösung oberhalb der Erzschüttung verteilt. Unter der Voraussetzung, daß alle Individuen den Transport überlebt haben und die Versuchsanlage wie angegeben etwa 140 Tonnen Erz enthält, kamen auf ein Gramm Erz etwa $5 \cdot 10^6$ Individuen des *Pseudomonas*-Stammes V1 und $2 \cdot 10^5$ des *Rhodotula*-Stammes V6.

Unmittelbar nach Beimpfung der heterotrophen Stämme wurden die autotrophen Bakterien mit Laugungslösung auf die Erzschüttung gepumpt. Durch das Aufpumpen der Laugungslösung wurden die heterotrophen Mikroorganismen weiter verteilt, mit den autotrophen Bakterien gemischt und zum überwiegenden Teil in die Erzschüttung gewaschen.

9. Kulturelle Bestimmung der Überlebensrate der heterotrophen Stämme in der Versuchsanlage

In bestimmten Zeitabständen wurden in den folgenden Monaten von festgelegten Probennahmepunkten Erzproben und Laugungslösungsproben entnommen und kulturell die Lebendkeimzahl (Koloniezahl) der zugeimpften heterotrophen Stämme im Verlauf des Laugungsversuchs bestimmt. Jeweils zwei Proben wurden von der Oberseite der Erzschüttung (A und B), seitlich auf halber Höhe aus der Erzschüttung (C und D), sowie von der Unterseite der Erzschüttung (E und F) entnommen. Zusätzlich wurde auch die im Sammelbecken befindliche Laugungslösung (R) wie auch, falls vorhanden, die bereits zur Zementation abtransportierte alte Laugungslösung (R_{alt}) untersucht.

Ferner wurden vor Ort die Temperaturen der Probennahmeorte und der pH-Wert der Laugungslösungen gemessen. Auffallend war der während des Laugungsverlaufs deutlich abfallende pH-Wert der Laugungslösung. Während im September 1990 der pH-Wert noch bei 1,9 lag, betrug der pH-Wert im März 1991 nur noch 1,36.

Die Proben wurden in gekühltem Zustand zu unserem Institut transportiert und dort wie früher beschrieben vorbehandelt und anschließend kulturell auf die Stämme V1 und V6 untersucht.

Der *Pseudomonas fluorescens*-Stamm V1 kann offenbar die extremen Bedingungen der Versuchsanlage nicht tolerieren. Jedenfalls war bereits 2 Tage nach der Beimpfung der Anlage in der untersuchten Laugungslösung kein *Pseudomonas* mehr nachweisbar.

Demgegenüber war der *Rhodotorula*-Stamm noch längere Zeit, wenn auch mit ständig abnehmender Konzentration in der Laugungsanlage, insbesondere in der Laugungsflüssigkeit, zu finden. Tab. 11 stellt die ermittelten Konzentrationen des Stammes V6 bezogen auf das Feuchtgewicht [$\text{KBE} \cdot \text{g}^{-1}$ bzw. $\text{KBE} \cdot \text{ml}^{-1}$] an den einzelnen Probennahmepunkten dar.

Während die alte Laugungsflüssigkeit nach 1 Monat nach der Beimpfung noch immerhin $2 \times 10^3 \text{ ml}^{-1}$ des Stammes V6 enthielt, sank die Konzentration später ständig ab. In den letzten Proben vom März 1991 konnte keine *Rhodotorula* V6 mehr nachgewiesen werden. Dies ist darauf zurückzuführen, daß der pH-Wert der Laugungsanlage unter 1,5 gehalten wird, um unterhalb der Jarositschwelle zu bleiben.

Auf der anderen Seite sind die Konzentrationen an heterotrophen Mikroorganismen in den untersuchten Proben hoch. In einigen Erzproben wurden sogar Mikroorganismen-Konzentrationen von mehr als 10^4 koloniebildenden Einheiten je g Erz erreicht. Bei den Mikroorganismen handelt es sich fast ausschließlich um Hyphenpilze. Zur Zeit werden die quantitativ vorherrschenden Vertreter dieser Pilze isoliert. Nach deren Identifizierung soll untersucht werden, ob diese Pilze einen Einfluß auf die mikrobielle Schwermetall-Laugung ausüben.

Tab. 1: Identifizierte Mikroorganismen-Stämme aus unterschiedlichen rumänischen Erzlaugungsbiotopen

GRUBE ILBA	GRUBE POTCOAVA
Hyphenpilze: 23 Sporothrix (≥ 2 Arten) 10 Penicillium (≥ 3 Arten) 7 Paecilomyces (≥ 3 Arten) 3 Aureobasidium 1 Phialophora	Hyphenpilze: 5 Doratomyces (4 D.stemonitis) 5 Acremonium (4 Arten) 2 Gliocladium
Hefen: 1 Rhodotorula 7 andere Hefen (≥ 3 Arten)	Hefen: aus diesem Biotop wurden keine Hefen isoliert
Bakterien: 4 Arthrobacter (2 Arten) 4 Methylobacterium (3 Arten) 2 Flavobacterium breve 1 Pseudomonas fluorescens 1 Bacillus	Bakterien: 11 Pseudomonas fluorescens 2 Pseudomonas stutzeri 2 Pseudomonas (alcaligenes?) 5 andere Pseudomonas spec. 2 Paracoccus denitrificans 1 Methylobacterium 1 Bacillus

Tab. 2: Concentrations of N-compounds in samples from Ilba mine/Venera 40

samples	NH_4^+		NO_3^-		NO_2^-	
	dryweight ($\mu\text{mol}\cdot\text{g}^{-1}$)	water ($\mu\text{mol}\cdot\text{l}^{-1}$)	dryweight ($\mu\text{mol}\cdot\text{g}^{-1}$)	water ($\mu\text{mol}\cdot\text{l}^{-1}$)	dryweight ($\mu\text{mol}\cdot\text{g}^{-1}$)	water ($\mu\text{mol}\cdot\text{l}^{-1}$)
rock, surface, wet, weathered, clayey Fe(III)-precipitations	0	0	0.01	44	0	0
rock, surface and deeper, wet, weathered, kaolinitic, pyrite	0.02	100	0.02	145	0	0
rock, deeper, dry, weathered, clayey	0	0	0	0	0	0
rock, surface, wet, weathered, clayey	0	0	0.01	75	0	0
water sediment		6.1		9		0.3
water sediment		0		53		0

determination of ammonia and nitrite photometrically, determination of nitrate with HPLC

0 means in solid samples: $< 1.5 \mu\text{mol}\cdot\text{kg}^{-1} \text{NH}_4^+$, $< 4 \mu\text{mol}\cdot\text{kg}^{-1} \text{NO}_3^-$, $< 0.25 \mu\text{mol}\cdot\text{kg}^{-1} \text{NO}_2^-$, resp.

in fluid samples: $< 0.3 \mu\text{mol}\cdot\text{l}^{-1} \text{NH}_4^+$, $< 0.8 \mu\text{mol}\cdot\text{l}^{-1} \text{NO}_3^-$, $< 0.05 \mu\text{mol}\cdot\text{l}^{-1} \text{NO}_2^-$, resp.

Tab. 3: Concentrations of N-compounds in samples from Ilba mine/Venera 42

samples	NH_4^+		NO_3^-		NO_2^-	
	dryweight ($\mu\text{mol}\cdot\text{g}^{-1}$)	water ($\mu\text{mol}\cdot\text{l}^{-1}$)	dryweight ($\mu\text{mol}\cdot\text{g}^{-1}$)	water ($\mu\text{mol}\cdot\text{l}^{-1}$)	dryweight ($\mu\text{mol}\cdot\text{g}^{-1}$)	water ($\mu\text{mol}\cdot\text{l}^{-1}$)
rock, surface, wet, weathered, pyritic	0.02	0.1	0.09	565	0	0
rock, surface, wet, weathered, clayey	0.01	0.1	0.07	459	0	0
rock, surface and deeper, dry, unweathered	0.01	0.1	0.08	936	0	0
water sediment		0		200		0
mine water		4.9		0		0

determination of ammonia and nitrite photometrically, determination of nitrate with HPLC

0 means in solid samples: $< 1.5 \mu\text{mol}\cdot\text{kg}^{-1} \text{NH}_4^+$, $< 4 \mu\text{mol}\cdot\text{kg}^{-1} \text{NO}_3^-$, $< 0.25 \mu\text{mol}\cdot\text{kg}^{-1} \text{NO}_2^-$, resp.

in fluid samples: $< 0.3 \mu\text{mol}\cdot\text{l}^{-1} \text{NH}_4^+$, $< 0.8 \mu\text{mol}\cdot\text{l}^{-1} \text{NO}_3^-$, $< 0.05 \mu\text{mol}\cdot\text{l}^{-1} \text{NO}_2^-$, resp.

Tab. 4: Concentrations of N-compounds in some samples from the in situ leaching plant (Ilba mine)

samples	NH_4^+		NO_3^-		NO_2^-	
	dryweight ($\mu\text{mol}\cdot\text{g}^{-1}$)	water ($\mu\text{mol}\cdot\text{l}^{-1}$)	dryweight ($\mu\text{mol}\cdot\text{g}^{-1}$)	water ($\mu\text{mol}\cdot\text{l}^{-1}$)	dryweight ($\mu\text{mol}\cdot\text{g}^{-1}$)	water ($\mu\text{mol}\cdot\text{l}^{-1}$)
ore from the top of the plant	0	0	0.004	40	0	0
leaching solution (29.09.90)		100		0		110
leaching solution (old, 29.09.90)		4		0		70
leaching solution (16.11.90)		3		0		40

determination of ammonia and nitrite photometrically, determination of nitrate with HPLC

0 means in solid samples: $<1.5 \mu\text{mol}\cdot\text{kg}^{-1} \text{NH}_4^+$, $<4 \mu\text{mol}\cdot\text{kg}^{-1} \text{NO}_3^-$, $<0.25 \mu\text{mol}\cdot\text{kg}^{-1} \text{NO}_2^-$, resp.

in fluid samples: $<0.3 \mu\text{mol}\cdot\text{l}^{-1} \text{NH}_4^+$, $<0.8 \mu\text{mol}\cdot\text{l}^{-1} \text{NO}_3^-$, $<0.05 \mu\text{mol}\cdot\text{l}^{-1} \text{NO}_2^-$, resp.

Tab. 5: Concentrations of N-compounds in samples from Altın Tepe mine

samples	NH_4^+		NO_3^-		NO_2^-	
	dryweight ($\mu\text{mol}\cdot\text{g}^{-1}$)	water ($\mu\text{mol}\cdot\text{l}^{-1}$)	dryweight ($\mu\text{mol}\cdot\text{g}^{-1}$)	water ($\mu\text{mol}\cdot\text{l}^{-1}$)	dryweight ($\mu\text{mol}\cdot\text{g}^{-1}$)	water ($\mu\text{mol}\cdot\text{l}^{-1}$)
rock, surface wet, nearly unweathered	0	0	0.01	606	0	0
water sediment				27		0
mine water				30		0.8

determination of ammonia and nitrite photometrically, determination of nitrate with HPLC

0 means in solid samples: $< 1.5 \mu\text{mol}\cdot\text{kg}^{-1} \text{NH}_4^+$, $< 4 \mu\text{mol}\cdot\text{kg}^{-1} \text{NO}_3^-$, $< 0.25 \mu\text{mol}\cdot\text{kg}^{-1} \text{NO}_2^-$, resp.

in fluid samples: $< 0.3 \mu\text{mol}\cdot\text{l}^{-1} \text{NH}_4^+$, $< 0.8 \mu\text{mol}\cdot\text{l}^{-1} \text{NO}_3^-$, $< 0.05 \mu\text{mol}\cdot\text{l}^{-1} \text{NO}_2^-$, resp.

Tab. 6: Auf Nutzung verschiedener N-Quellen untersuchte autotrophe Bakterienstämme aus der Grube Ilba

Stammbezeichnung	Art
R1	Thiobacillus ferrooxidans
R2	Thiobacillus ferrooxidans
R4	Thiobacillus ferrooxidans
R5	Thiobacillus ferrooxidans
R6	Thiobacillus ferrooxidans
R7	Thiobacillus ferrooxidans
R8	Thiobacillus ferrooxidans
R9	Thiobacillus ferrooxidans
R10	Thiobacillus ferrooxidans
R3	Leptospirillum ferrooxidans
R30	Leptospirillum ferrooxidans
R31	Leptospirillum ferrooxidans
R32	Leptospirillum ferrooxidans
Tt52	Thiobacillus thiooxidans

Tab. 7: Spezifische Nitrogenase-Aktivitäten der
Nitrogenase-positiven autotrophen Bakterienstämme
aus der Grube Ilba

Stamm	Art	Nitrogenase-Aktivität [$\mu\text{mol} \cdot \text{h}^{-1} \cdot \text{mg}^{-1}$]
R1	T.f.	64
R2	T.f.	41
R4	T.f.	50
R6	T.f.	21
R8	T.f.	19
R9	T.f.	15
R10	T.f.	72
R3	L.f.	12
R30	L.f.	25
R31	L.f.	6
R32	L.f.	24

Spezifische Nitrogenase-Aktivitäten (Ethin-Reduktion)
bezogen auf die Bakterienprotein-Masse [$\text{nmol} \cdot \text{h}^{-1} \cdot \text{mg}^{-1}$]
von T.ferrooxidans- und L.ferrooxidans-Stämmen
in modifiziertem Medium nach Herbert unter Luft
mit 0,4 Vol-% C_2H_2 .
Den Medien wurden keine N-Verbindungen zugesetzt, jedoch
wurden $20 \mu\text{mol} \cdot \text{l}^{-1}$ Natriummolybdat hinzugegeben.
Bakterienkonzentration: $1 \cdot 10^8 \text{ ml}^{-1}$
Inkubation: 30°C , aerob, dunkel, schüttelnd (67 min^{-1} , 45 mm)

T.f. = Thiobacillus ferrooxidans

L.f. = Leptospirillum ferrooxidans

Tab. 8: Herkunft der für den Erzlaugungsversuch in Schüttelkolben eingesetzten *Pseudomonas fluorescens*-Stämme

Stamm	Herkunft des Stammes
P11	Grube Potcoava Asbestgrube in Serpentin SW-Rumänien, Mehedinți
P41	Grube Potcoava Asbestgrube in Serpentin SW-Rumänien, Mehedinți
DSM 50 117	Deutsche Sammlung von Mikroorganismen Herkunft nicht bekannt
B6	Grube Baghalchur Urangrube Nord-Pakistan
V1	Grube Ilba/Venera-Gang 40 sulfidische Kupfergrube NW-Rumänien, Maramures

Tab. 9: Schwermetall-Gehalte des für den zweiten Erzlaugungsversuch in Perkolatoren verwendeten Erzes

Cu	0,12 %
Zn	0,061 %
Fe	7,5 %

Tab. 10: Beimpfung und Parameter für den zweiten Erzlaugungs-Versuch in Perkolatoren

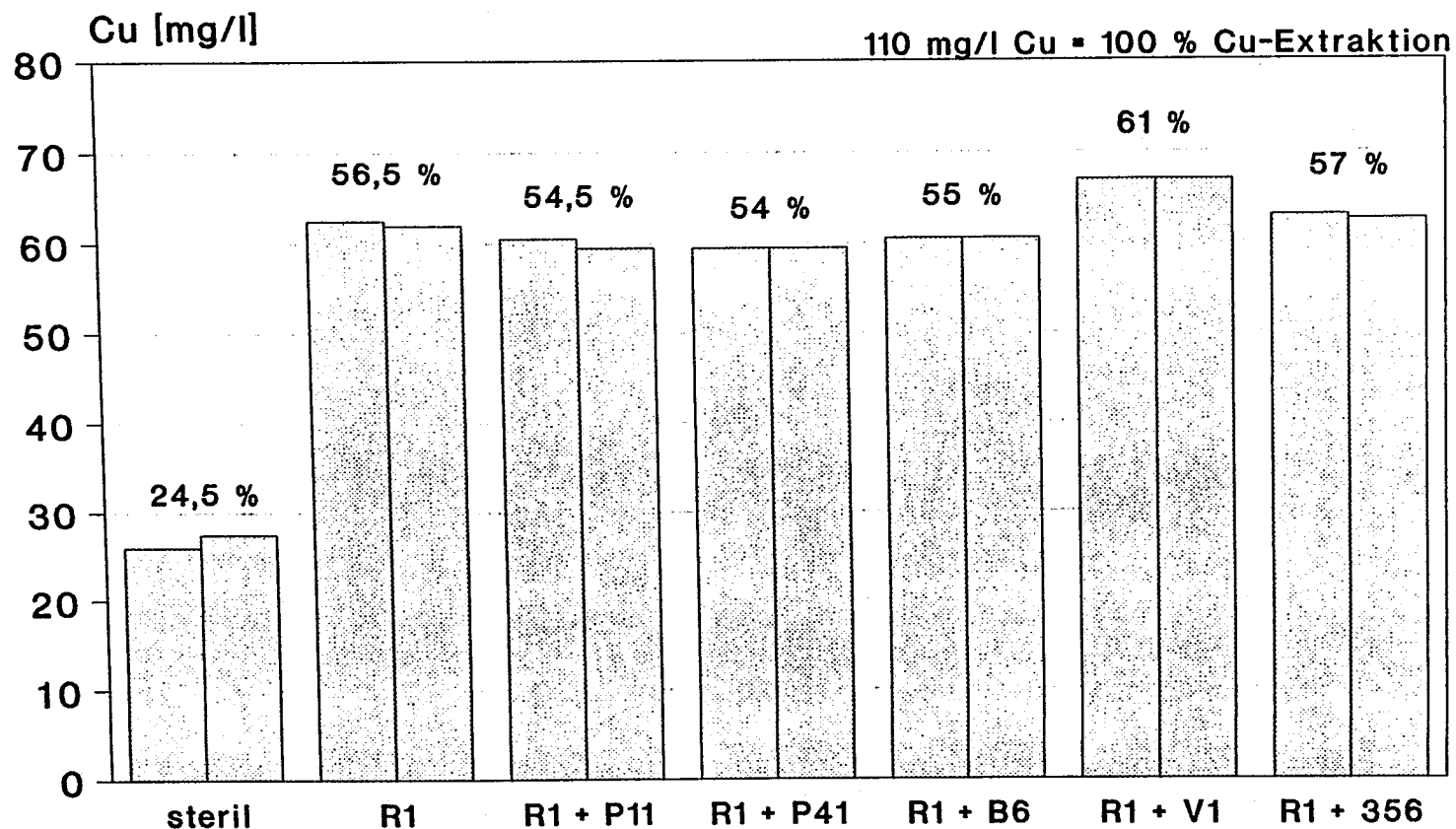
Perkolatoren	beimpft mit den Stämmen	
	autotrophe Stämme	heterotrophe Stämme
1 / 10	---	---
2 / 11	R3 (L.ferrooxidans) R7 (T.ferrooxidans) Tt52 (T.thiooxidans)	---
3 / 12	R3 (L.ferrooxidans) R7 (T.ferrooxidans) Tt52 (T.thiooxidans)	V1 (P.fluorescens)
4 / 13	R3 (L.ferrooxidans) R7 (T.ferrooxidans) Tt52 (T.thiooxidans)	V6 (Rhodotorula)
5 / 14	R3 (L.ferrooxidans) R7 (T.ferrooxidans) Tt52 (T.thiooxidans)	V1 (P.fluorescens) V6 (Rhodotorula)
6	R7 (T.ferrooxidans)	---
7	R7 (T.ferrooxidans)	V1 (P.fluorescens)
8	R7 (T.ferrooxidans)	V6 (Rhodotorula)
9	R7 (T.ferrooxidans)	V1 (P.fluorescens) V6 (Rhodotorula)

- 500 g Erz aus dem Venera-Gang der Grube Ilba (5-10 mm)
- 150 ml low-phosphate-Medium nach Herbert, modifiziert
- Ausgangs-Bakterien-Konzentration je Stamm: $1 \cdot 10^7 \text{ ml}^{-1}$
Ausgangs-Konzentration des Hefe-Stamms V6: $1 \cdot 10^6 \text{ ml}^{-1}$
- durchschnittliche Durchtropfrate: $\approx 0,6 \text{ l} \cdot \text{h}^{-1}$
- Belüftungsrate: $\approx 20 \text{ l} \cdot \text{h}^{-1}$
- Inkubation: 30°C, dunkel

Tab. 11: Lebendzellzahlen (Koloniezahlen) des Rhodotorula-Stammes V6 bezogen auf Probenfeuchtmasse [$\text{KBE} \cdot \text{ml}^{-1}$ bzw. $\text{KBE} \cdot \text{g}^{-1}$] in Proben von unterschiedlichen Stellen der in-situ-Laugungsanlage in der Grube Ilba

Probenahmepunkte	Versuchsdauer [Monate]		
	0	1	1,5
A (oben)	--	2×10^2	3×10^1
B (oben)	--	0	0
C (Seite)	--	0	0
D (Seite)	--	0	0
E (unten)	--	3×10^1	0
F (unten)	--	3×10^1	0
R (Becken)	8×10^1	5×10^1	1×10^1
R _{alt}	--	2×10^3	4×10^2

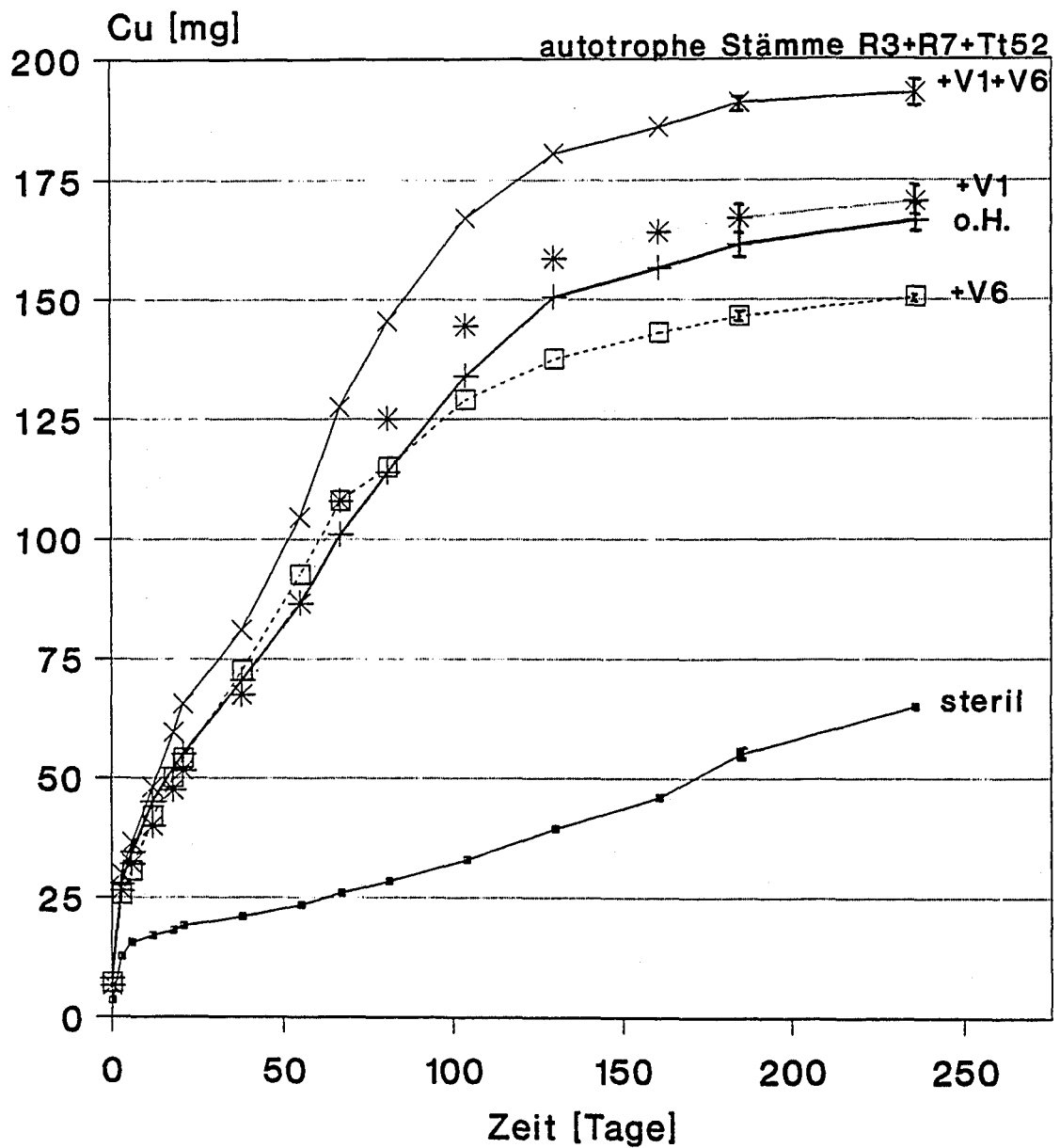
Abb. 1: Mikrobielle Cu-Laugung in Schüttelkolben
mit *Thiobacillus ferrooxidans*-Stamm R1
und verschiedenen *P.fluorescens*-Stämmen



Cu-Extraktion [%] nach 35 Tagen
bei 25°C auf einem Rundschüttler bei 140 min⁻¹
5 % slurry, Venera-Erz, Korngröße 25-125 µm

Die Balken stellen die Cu-Konz. [mg/l]
der Lösung in den beiden Parallel-
ansätzen dar.

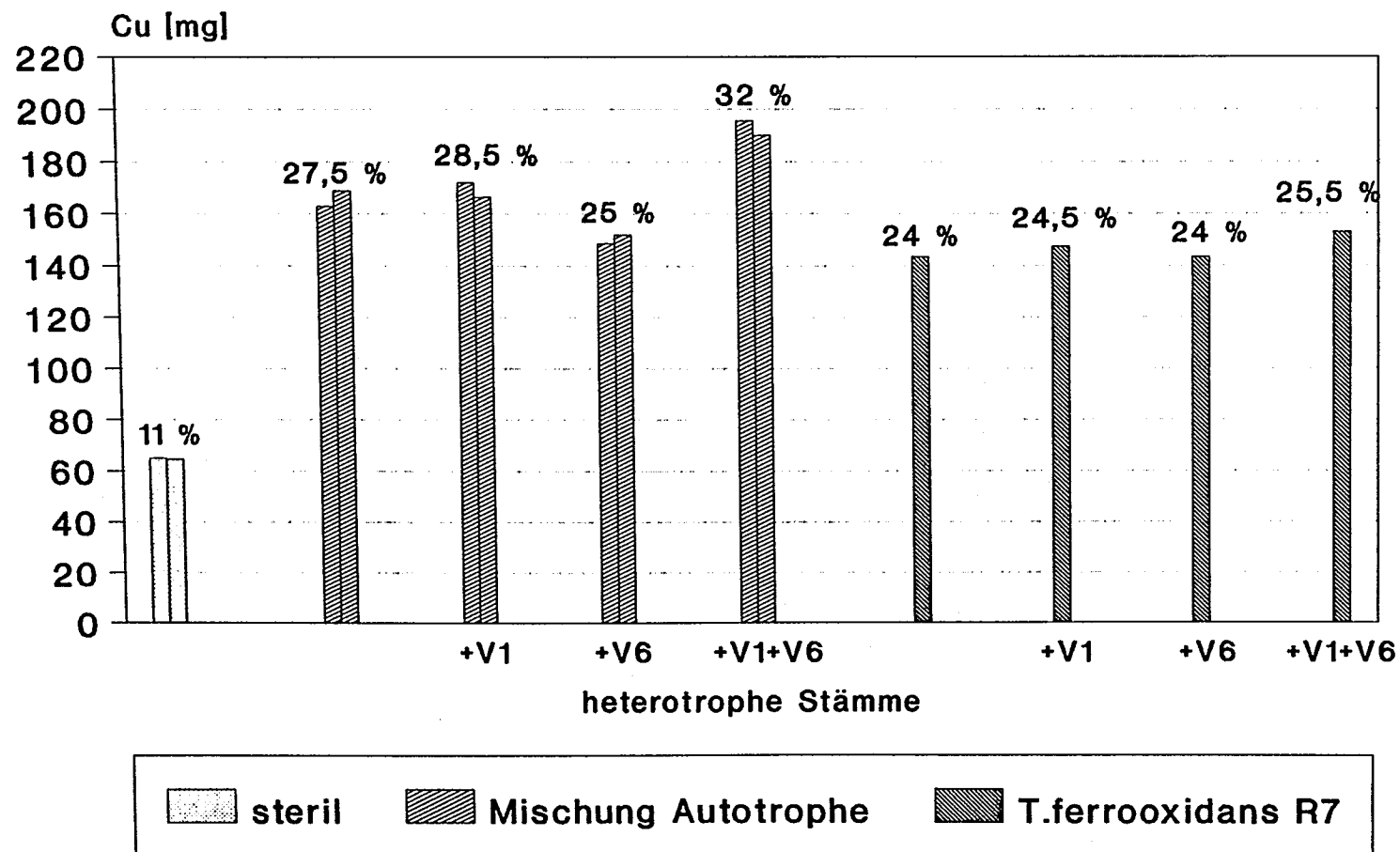
Abb. 2: Mikrobielle Cu-Laugung in Perkolatoren
mit einer Mischung autotropher Bakterien
und den heterotrophen Stämmen V1 und V6



500 g Erz von der Grube Ilba/Venera,
Korngröße 5-10 mm, 600 mg Cu
150 ml Mineralsalz-Medium, 30°C

o.H. = ohne Heterotrophe
V1 = *P.fluorescens*
V6 = *Rhodotorula spec.*

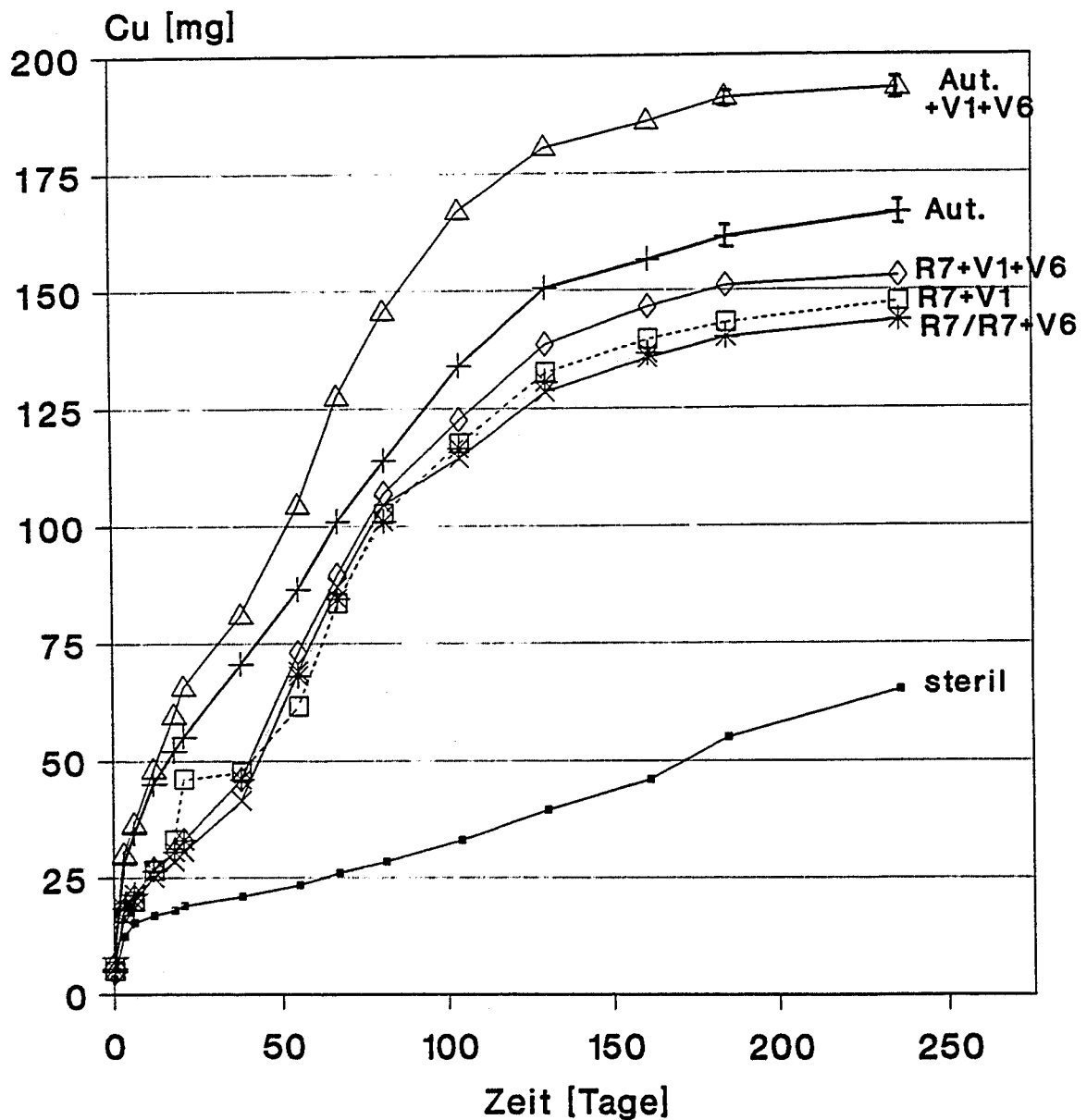
Abb. 3: Zweiter Laugungsversuch in Perkolatoren
prozentuale Cu-Extraktion in 236 Tagen



500 g komplexes sulfidisches Erz aus der
Grube Ilba/Venera (Korngröße 5-10 mm)
30°C, aerob, dunkel

Mischung Autotrophe ▪ R3 ▪ L.ferrooxidans
R7 ▪ T.ferrooxidans
Tt52 ▪ T.thiooxidans

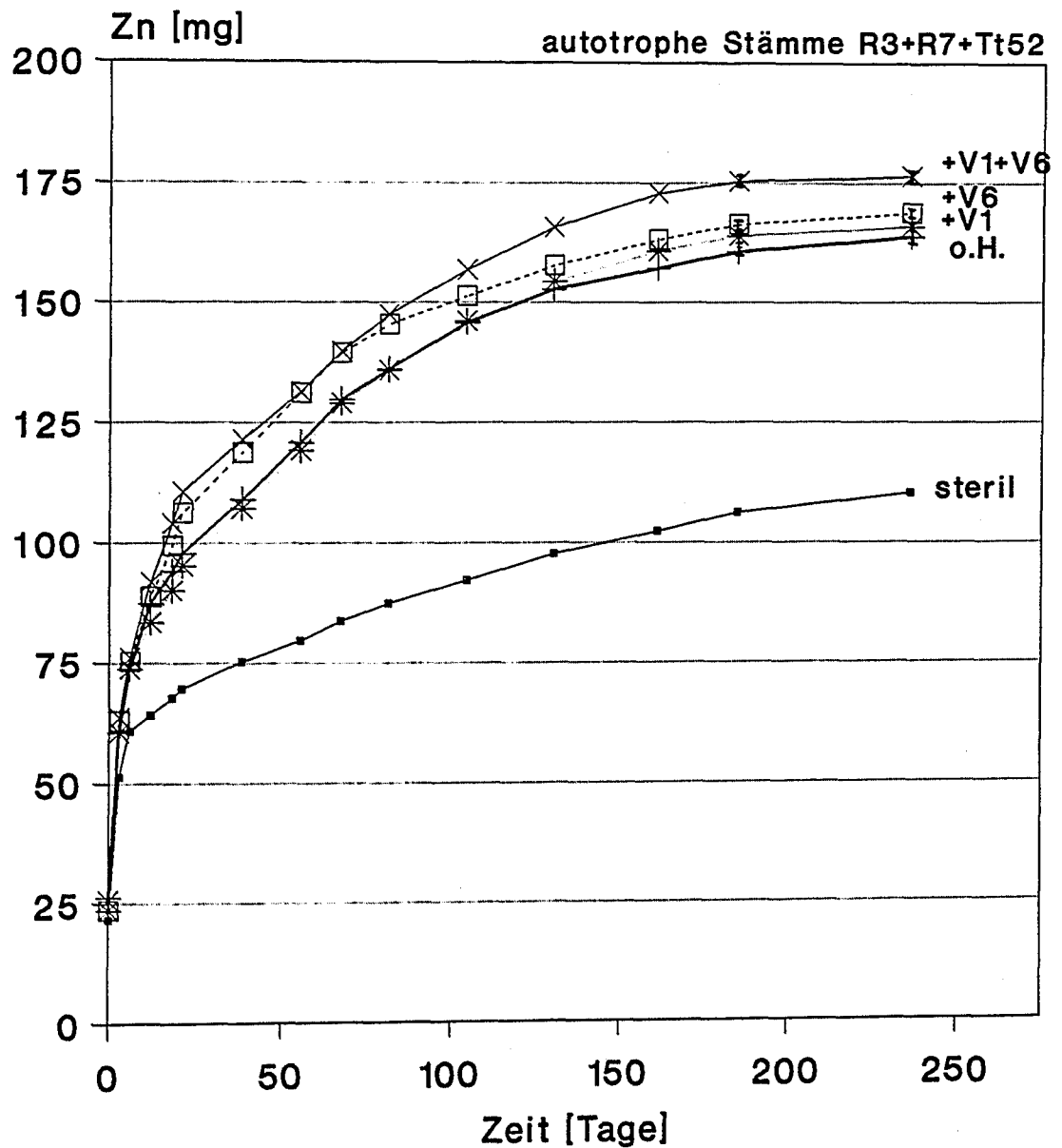
Abb. 4 : Mikrobielle Cu-Laugung in Perkolatoren mit verschiedenen autotrophen und heterotrophen Stämmen



500 g Erz von der Grube Ilba/Venera,
Korngröße 5-10 mm, 600 mg Cu,
150 ml Mineralsalz-Medium, 30°C

Aut. = Mischung der Auto-
trophen R3+R7+Tt52

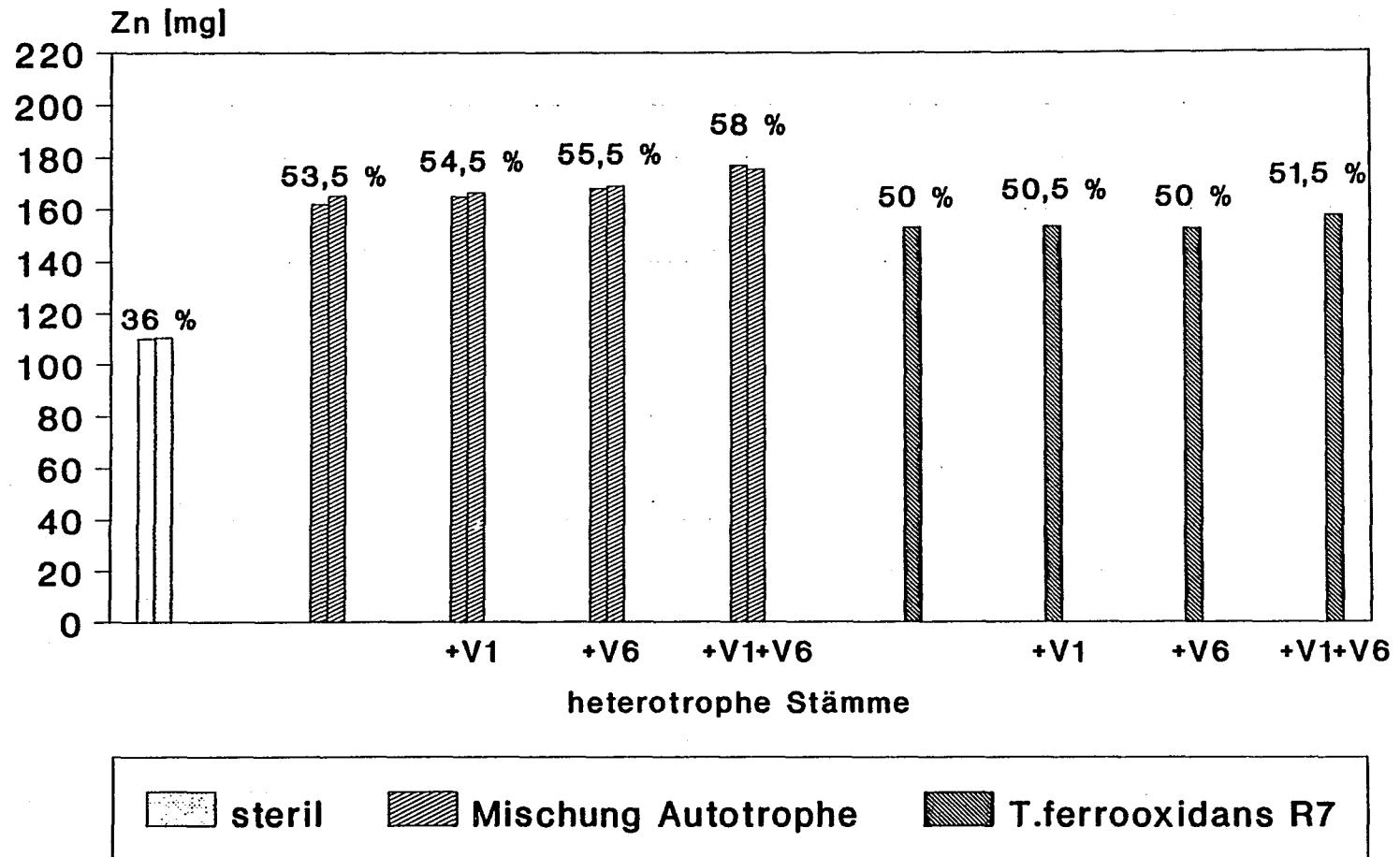
Abb. 5 : Mikrobielle Zn-Laugung in Perkolatoren
mit einer Mischung autotropher Bakterien
und den heterotrophen Stämmen V1 und V6



500 g Erz aus der Grube Ilba/Venera,
Korngröße 5-10 mm, 305 mg Zn
150 ml Mineralsalz-Medium, 30°C

o.H. = ohne Heterotrophe
V1 = *P.fluorescens*
V6 = *Rhodotorula*

Abb. 6: Mikrobielle Zn-Laugung in Perkolatoren
prozentuale Zn-Extraktion in 236 Tagen



500 g komplexes sulfidisches Erz aus der
Grube Ilba/Venera (Korngröße 5-10 mm)
30°C, aerob, dunkel

Mischung Autotrophe = R3 = L.ferrooxidans
R7 = T.ferrooxidans
Tt52 = T.thiooxidans

SIMULATION OF THE MICROBIAL LEACHING PROCESS ON
PERCOLATORS WITH THE MICROORGANISMS USED IN ILBA
MINE APPLICATION

by I.Lazăr, Maria Toniuc, Florina Pepea and I.Velea
Institute of Biology of the Romanian Academy

Spl.Independenței 296, Bucharest

Romania

Abstract

In period 1987-1991, in the framework of romanian-german joint research project on microbial leaching of ores investigations grouped on three stages were carried out. In the first stage, microbiological analyses, using a common methodology, of the samples collected from 2-3 mines, mineralogical different, were carried out. In the second stage, simulation process of the microbial leaching of ores from the same 2-3 mines, using bacteria isolated in the first stage, also were carried out. Finally in the third stage was started (Sept.1990) an application at the Ilba mine, using as inoculum microorganisms selected by the research groups from Hamburg and Braunschweig Universities. In this third stage the research group from Institute of Biology of the Romanian Academy, Bucharest - in parallel with the application from Ilba mine - is involved in investigations concerning simulation of the microbial leaching on percolators using along with the own inoculum, the microbial inoculum obtained in Hamburg and Braunschweig and used at Ilba mine application.

Introduction

On the base of Romanian-German Government agreement in 1987 started a joint research project on microbial leaching of ores, having as partners from:

- Romanian side:

I.C.I.T.P.M.N. Baia Mare,

I.B.Bucharest;

- German side:

University of Hamburg, Department of Microbiology,
Technical University of Braunschweig, Institute of Micro-
biology,

Federal Institute for Geosciences and Natural Resources,
Hannover, Microbiology group.

During 1987 - 1991 three stages of research were under progress
namely:

a. Microbiological analyses of ores samples collected from
2-3 mines, mineralogical different (Ilba, Potcoava-Dubova and
partially Baia Sprie);

b. Simulation of the microbial leaching of ores from the mi-
nes studied at point a) and the most efficient microorganisms
selection for application of microbial leaching ores at Ilba mine;

c. Starting an application at Ilba mine, and monitoring of
the microbial leaching process.

The results of investigations carried out by the research
group from Institute of Biology in Bucharest in framework of first
stage (a) were presented at the german-romanian Symposia held in
Jülich, in 1988 and 1989, and the results of the investigations
carried out in second stage (b), were presented at the german -ro-
manian Symposium in Jülich held in March 1990.

In the 3rd stage the research group from Institute of Biology
in Bucharest is carrying out in parallel with the Ilba mine applica-
tions, investigations concerning the simulation on percolators of
the microbial leaching of ores from Ilba mine application using
along with its own microorganisms the ones selected by Hamburg and
Braunschweig research groups and used at the Ilba mine application.

In this paper the results supplied so far (161 days) by the
experiments on percolators in the 3rd stage are presented.

1. Type of percolator used

In this third stage of investigation, the same type of percolator used in the second stage is employed. In the paper presented at the german - romanian Symposium in Jülich (February, 1989) are presented all the characteristics of this percolator which was adapted after a model of Hamburg research group (1).

2. The ores used

The percolators were filled with ores from the area at Ilba mine, where the application started in September 1990. The content of metals in this ore is as follow (g%): Al_2O_3 - 9,3; S -10,2; Fe - 11,8; Cu - 0,3; Mg - 0,16; Pb -0,1; Zn - 0,32; SiO_2 - 43,1; CaO -0,9.

The size of the ore particles is 0,4 - 1,0 cm. In each percolator was introduced 9 kg of ores. Before starting the experiment each percolator was flooded with 2 l distilled water, just to take out from the surface of the particules the excess of the Cu and Zn.

The ore introduced into the percolators was sterilized 2 days in succesion by steam at $170^{\circ}C$ for 4 hours.

3. The types of microorganisms used

For the several experiments investigated, the following kind of microorganisms were used:

a. Sulph and iron oxidizing bacteria (*Thiobacillus ferrooxidans* and *Leptospirillum ferrooxidans*) as mixed cultures grown in the medium Mackintosh with ferrous-sulphate and pH 1,8.

Such kind of bacteria were obtained both by Hamburg University group and by Institute of Biology in Bucharest group. The ones obtained in Bucharest were isolated during summer 1990 from the area where application started in September 1990. The purpose was just to get an idea about microflora occurring in that area before starting the application. At the Ilba mine application

were used only the bacteria selected by Hamburg research group. In the experiments on percolators under progress (results until 11 March, only 161 days) at the Institute of Biology Bucharest were used in independent experiment both bacteria obtained in Bucharest and Hamburg.

b. Heterotrophic microorganisms

The research group from Braunschweig prepared a mixed culture represented by Rhodoterula sp. and Pseudomonas fluorescens which in laboratory experiments proved to be very efficient in leaching of Ilba mine ores if is used together with bacteria selected by Hamburg group. This was the reason at Ilba mine application in the first 24 hours the ore was treated with this mixture of heterotrophs followed by bacteria selected by Hamburg group.

The Bucharest research group selected at heterotrophs some bacteria high producing acids as strains of Bacillus sp. and Pseudomonas sp.

Both heterotrophs selected in Braunschweig and Bucharest were suspended in Mackintosh medium without ferrous-sulphate at pH 4,5.

4. The experiments on percolators

Soon after starting the application at Ilba mine (beginning of September 1990) in the laboratory of Bucharest research group were started on mentioned percolators the following experiments:

Experiment 1

Control - 9kg ore + 4 l Mackintosh medium with pH 1,8. After 21 days due to a contamination of the medium with iron oxidizing bacteria it was decided to use instead of Mackintosh medium distilled water only, at pH 1,8 and with 1‰ $HgCl_2$.

Experiment 2

9 kg ore + 4 l Mackintosh medium and the sulph and iron oxidizing bacteria selected by Hamburg research group.

Experiment 3

9 kg ore treated for 24 hours with the inoculum selected by Braunschweig group (Rhodotorula sp. + Pseudomonas fluorescens) and Mackintosh medium without ferrous-sulphate at pH 4,5, and then, medium was replaced with normal Mackintosh medium and bacterial inoculum selected by Hamburg research group. This experiment is similar to that used at the Ilba mine application.

Experiment 4

Similar to Experiment 2, but as microbial inoculum was used the mixed culture of Thiobacillus ferrooxidans and Leptospirillum ferrooxidans isolated by Bucharest research group.

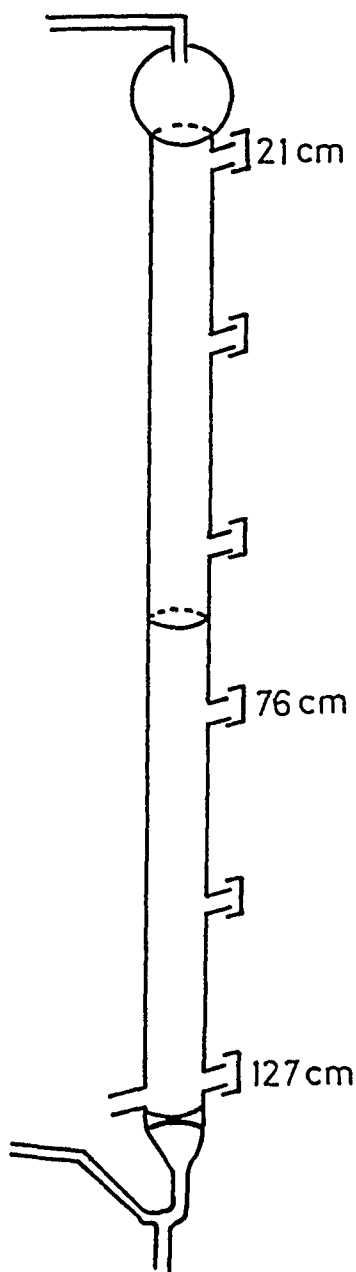
Experiment 5

Similar to Experiment 3, but as microbial inoculum was used first the heterotrophs represented by the mixture of Bacillus sp. and Pseudomonas sp. strains, followed by sulph and iron oxidizing bacteria represented by a mixture of Thiobacillus ferrooxidans and Leptospirillum ferrooxidans.

All the percolators representing the experiments No.1-5 mentioned above are under observations in a dark incubator room (about 30°C) for about one year.

5. The monitoring of the leaching process

The experiments No.1-5 mentioned above were started on 1st October 1990 and is planned to keep under observation for about one year. In this paper results up to 161 days of leaching process



are presented. That 4 l Mackintosh medium were and will be recirculated for 12 hours followed of another 12 hours of regeneration of the solution, namely the medium collected in a vessel bellow percolator. The flow of the 4 l medium to the ore in percolator is regulated to take about 12 hours. After period of 21-32 days were collected samples from three levels (21, 76 and 127 cm) of the percolators for determination of:

- the number of bacteria/ml and purity of the culture;
- the Fe^{2+} and Fe^{3+} ions concentration;
- Cu and Zn concentration in solution (solubilised);
- pH value.

At these periods the Mackintosh medium was replaced with fresh one

In the period of 161 days of supervizing the leaching process - namely between 1 October 1990 and 11 March 1991, samples for the analyses mentioned above were collected as follow:

- 15 Oct. (15 days);
- 5 Nov. (21 days);
- 3 Dec. (28 days);
- 8 Jan. (36 days);
- 7 Feb. (30 days);
- 11 March (32 days).

The collection of the first two series of samples have smaller number of days, because at the begining the Cu concentration in solution or the solubilisation process was higher.

6. Results and discussions

In tables No. 1,2,3 and 4 the results concerning the Cu and Zn solubilisation of ore from Ilba mine application, at the three levels of percolators obtained during 161 days are presented.

For instance in the case of experiment No.2, during the first three months, namely Oct.-Dec. 1990 the inoculum selected by Hamburg research group was very active, as in some periods of

TABLE No.1 Experiments on percolators for microbial leaching of Cu and Zn from Ilba mine ores (area where application started in September 1990) - EXPERIMENT No.2 -

Level (cm)	pH	No.bact. /ml	Fe ²⁺ g/l	Fe ³⁺ g/l	Cu		Zn	
					g/l	%	g/l	%
<u>15 days (1st Oct. - 15th Oct.)</u>								
21	1.90	14 x 10 ⁷	0.60	2.27	0.673	8.72	0.886	10.77
76	1.88	14 x 10 ⁶	0.60	3.24	0.655	8.49	0.904	11.0
127	1.96	95 x 10 ⁵	2.06	2.85	0.943	12.11	0.881	10.72
<u>21 days (15th Oct. - 5th Nov.)</u>								
21	2.03	45 x 10 ⁵	0.45	3.75	1.154	14.96	1.052	12.78
76	1.97	2 x 10 ⁶	0.56	3.53	1.166	15.11	1.077	13.09
127	1.96	95 x 10 ⁵	0.62	3.41	1.179	15.30	1.064	12.93
<u>28 days (5th Nov. - 3rd Dec.)</u>								
21	2.35	95 x 10 ⁵	0.04	3.87	0.665	8.62	0.438	5.32
76	2.27	95 x 10 ⁵	0.04	3.87	0.638	8.27	0.432	5.25
127	2.26	45 x 10 ⁶	0.04	3.87	0.710	9.20	0.437	5.32
<u>36 days (3rd Dec.- 8th Jan.)</u>								
21	2.06	25 x 10 ⁵	0.28	3.83	1.020	13.22	0.674	8.19
76	2.05	95 x 10 ⁴	0.06	3.92	1.042	13.51	0.662	8.05
127	2.08	95 x 10 ⁴	0.06	3.83	1.025	13.29	0.651	7.91
<u>30 days (8th Jan.- 7th Feb)</u>								
21	2.13	94 x 10 ⁴	0.06	3.29	0.412	5.3	0.334	4.06
76	2.62	15 x 10 ⁵	0.06	3.11	0.415	5.4	0.332	4.03
127	2.54	95 x 10 ³	0.17	3.23	0.423	5.5	0.333	4.06
<u>32 days (7th Feb.- 11th March)</u>								
21	1.64	25 x 10 ⁵	0.56	3.47	0.250	3.24	0.229	2.78
76	1.66	25 x 10 ⁵	0.45	3.53	0.250	3.24	0.209	2.54
127	1.79	45 x 10 ⁵	0.29	3.43	0.261	3.38	0.234	2.84

21 or 28 days the Cu and Zn concentration in the solution reached values more than 1 g/l. After three months - namely during 8th Jan.-11th March 1991 both for Cu and Zn, the metal solubilisation

decreased significantly - twice or three times - although the bacteria concentration became more or less similar to previous periods (1st Oct. 1990 - 8th Jan 1991) when the rate of solubilisation was higher.

In each step of samples analyzing was noticed some differences in metal solubilisation at the three levels where samples were collected from percolator. For instance for the Cu, the higher quantity of Cu solubilised was found at the third level (127 cm), but this is more evident during the first three months (Oct.-Dec. 1990). If for the Cu, it was found that at the third level of percolators, the Cu solubilised is higher, for the Zn no differences were registered.

In the case of Experiment No.3 which is reproducing or is identical to the Ilba mine application, namely treating of the ores in the first 24 hours, with a heterotrophic inoculum selected by Braunschweig research group and then the treatment of the ores is made with the bacterial inoculum used in experiment no.2, namely the one selected by Hamburg research group. Comparatively with experiment no.2, in the case of experiment no.3 so far no improvement of the Cu or Zn solubilisation was noticed. It was found that only in the period of 15th Oct.-5th Nov. 1990 the Cu concentration in solution is closed to 1 g/l, but in all the other periods the values of Cu or Zn solubilisation are quite significant lower than in the case of experiment no.2, although the bacteria concentration in this experiment no.3 is similar to that of experiment no.2. A think what is common for both experiments (no.2 and no.3) consist in decreasing in time the Cu and Zn solubilisation an a higher concentration of the Cu at the third level.

The results of the Experiments no.4 and no.5 (which are on the base of inoculum isolated by Bucharest research group from the Ilba mine application area a few months before starting the

application), are presented in tables no.3 and no.4.

TABLE No.2 Experiments on percolators for microbial leaching of Cu and Zn from Ilba mine . - EXPERIMENT No.3

Level (cm)	pH	No.bact. /ml	Fe ²⁺ g/l	Fe ³⁺ g/l	Cu		Zn	
					g/l	%	g/l	%
<u>15 days (1st Oct.- 15th Oct.)</u>								
21	1.81	14 x 10 ⁷	0.67	2.71	0.470	6.09	0.402	4.89
76	1.82	95 x 10 ⁶	0.56	2.63	0.493	6.39	0.400	4.89
127	1.83	25 x 10 ⁶	0.95	2.27	0.524	6.79	0.401	4.89
<u>21 days (15th Oct. - 5th Nov.)</u>								
21	1.91	15 x 10 ⁶	0.06	4.10	0.965	12.51	0.617	7.50
76	1.90	75 x 10 ⁶	0.40	3.53	0.964	12.50	0.624	7.58
127	1.90	11 x 10 ⁶	0.28	3.64	1.004	16.68	0.632	7.68
<u>28 days (5th Nov. - 3rd Dec.)</u>								
21	2.36	95 x 10 ⁵	0.04	4.30	0.483	6.26	0.233	2.83
76	2.16	45 x 10 ⁵	0.04	4.10	0.497	6.44	0.231	2.80
127	2.09	4 x 10 ⁵	0.04	4.32	0.536	6.95	0.234	2.84
<u>36 days (3rd Dec.- 8th Jan.)</u>								
21	1.76	25 x 10 ⁵	0.28	4.14	0.624	8.32	0.340	4.13
76	1.78	95 x 10 ⁶	0.06	4.13	0.648	8.40	0.345	4.19
127	1.84	45 x 10 ⁵	0.06	4.14	0.754	9.78	0.380	4.62
<u>30 days (8th Jan.- 7th Feb.)</u>								
21	1.93	25 x 10 ⁵	0.06	4.45	0.260	3.4	0.164	2.0
76	2.03	45 x 10 ³	0.11	4.31	0.259	3.4	0.166	2.03
127	1.97	2 x 10 ³	0.41	4.45	0.267	3.5	0.172	2.10
<u>32 days (7th Feb.- 11th March)</u>								
21	1.67	15 x 10 ⁵	0.11	3.89	0.156	2.02	0.116	1.41
76	1.69	45 x 10 ⁵	0.96	3.87	0.154	2.0	0.115	1.40
127	1.76	15 x 10 ⁵	0.96	3.69	0.157	2.03	0.112	1.36

The activity in Cu and Zn solubilisation of the inoculum used in experiment no.4 and results presented in the table no.3

proved a behaviour similar of this inoculum to the Hamburg research group inoculum (see exp. no.2), with the difference that in the case of Bucharest research group inoculum, the values of Cu and Zn solubilisation are a little lower.

TABLE No.3 Experiments on percolators for microbial leaching of Cu and Zn from Ilba mine - EXPERIMENT No.4-

Level (cm)	pH	No.bact. /ml	Fe ²⁺ g/l	Fe ³⁺ g/l	Cu		Zn	
					g/l	%	g/l	%
<u>15 days (1-st Oct.- 15-th Oct.)</u>								
21	2.12	4 x 10 ⁶	1.85	2.85	0.617	8.0	0.943	11.47
76	2.11	25 x 10 ⁴	1.39	2.68	0.559	7.7	0.947	10.48
127	2.11	15 x 10 ⁴	1.02	2.74	0.597	7.7	0.907	11.03
<u>21 days (15th Oct.- 5th Nov.)</u>								
21	2.02	30 x 10 ⁵	0.40	2.73	1.075	13.9	1.134	13.78
76	2.0	25 x 10 ⁴	0.62	2.39	1.124	14.5	1.156	14.05
127	2.01	45 x 10 ⁴	0.56	2.27	1.128	14.6	1.137	13.82
<u>28 days (5th Nov. - 3rd Dec.)</u>								
21	2.19	25 x 10 ⁶	0.04	3.18	0.582	7.5	0.385	4.8
76	1.66	25 x 10 ⁵	0.04	3.07	0.587	7.6	0.386	4.69
127	1.62	25 x 10 ⁶	0.04	3.18	0.567	7.78	0.398	4.78
<u>36 days (3rd Dec.- 8th Jan.)</u>								
21	2.26	25 x 10 ⁵	0.22	3.37	0.886	11.52	0.556	6.76
76	2.22	15 x 10 ⁴	0.64	3.70	0.910	11.8	0.567	6.89
127	2.18	25 x 10 ⁵	0.11	3.69	0.908	11.8	0.549	6.67
<u>30 days (8th Jan.- 7th Feb.)</u>								
21	2.06	25 x 10 ⁵	0.56	3.07	0.373	4.8	0.237	2.88
76	2.65	15 x 10 ³	0.22	3.43	0.356	4.6	0.235	2.86
127	2.87	25 x 10 ⁴	0.40	3.19	0.351	4.55	0.232	2.82
<u>32 days (7th Feb. - 11th March)</u>								
21	1.45	95 x 10 ⁴	0.45	3.15	0.238	3.05	0.173	2.10
76	1.44	25 x 10 ⁵	0.96	3.81	0.243	3.15	0.168	2.04
127	1.44	25 x 10 ⁴	0.56	3.97	0.251	3.26	0.171	2.08

TABLE No.4 Experiments on percolators for microbial leaching of Cu and Zn from Ilba mine - EXPERIMENT No.5 -

Level (cm)	pH	No.bact. /ml	Fe ²⁺ g/l	Fe ³⁺ g/l	Cu g/l	%	Zn g/l	%
<u>15 days (1st Oct.- 15th Oct.)</u>								
21	2.07	75 x 10 ⁵	1.0	1.93	0.471	6.12	0.463	5.63
76	2.03	15 x 10 ⁵	1.6	1.67	0.478	6.21	0.452	5.49
127	2.06	15 x 10 ⁵	1.6	2.0	0.437	5.68	0.445	5.42
<u>21 days (15th Oct.- 5th Nov.)</u>								
21	2.01	11 x 10 ⁵	0.2	3.58	0.679	12.91	0.396	6.87
76	1.95	25 x 10 ⁴	0.6	3.12	0.678	12.55	0.391	6.79
127	1.93	95 x 10 ⁴	1.0	3.55	0.696	12.89	0.400	6.94
<u>28 days (5th Nov.- 3rd Dec.)</u>								
21	1.71	95 x 10 ³	0.3	3.66	0.563	7.30	0.228	2.77
76	1.83	45 x 10 ³	0.3	3.66	0.534	6.92	0.221	2.68
127	1.89	25 x 10 ³	0.5	3.66	0.532	7.03	0.225	2.73
<u>36 days (3rd Dec.- 8th Jan.)</u>								
21	2.04	45 x 10 ²	0.7	3.28	0.832	10.79	0.373	4.53
76	1.96	30 x 10 ²	1.0	3.14	0.818	10.60	0.360	4.37
127	1.95	25 x 10 ²	1.8	3.14	0.841	10.90	0.361	4.39
<u>30 days (8th Jan.- 7th Feb.)</u>								
21	2.24	11 x 10 ⁴	0.3	3.65	0.431	5.6	0.242	2.95
76	2.21	95 x 10 ⁵	0.6	3.71	0.448	5.8	0.234	2.85
127	2.32	25 x 10 ⁵	0.7	3.11	0.447	5.8	0.225	2.73
<u>32 days (7th Feb.- 11th March)</u>								
21	1.70	45 x 10 ⁵	0.7	3.71	0.244	3.16	0.152	1.85
76	1.75	25 x 10 ⁴	1.0	3.75	0.249	3.23	0.148	1.80
127	1.84	95 x 10 ⁴	0.9	3.99	0.244	3.16	0.152	1.86

In the case of experiment no.5 the results are presented in table no.4 and proved comparatively with experiment no.3, that the heterotrophs isolated by Bucharest research group seems to be a little more adequate in a better " cooperation" with sulph and

iron oxidizing bacteria inoculum, because the values of Cu and Zn solubilisation in experiment no.5 are a little higher than in experiment no.3.

Comparatively, the differences of the values of Cu and Zn solubilisation are higher between experiment no.2 and experiment no.3, than between experiment no.4 and no.5. An explanation could be as mentioned above, due to a better "cooperation" of the two types of inoculum used, namely heterotrophic one and chemoautotrophic one. The heterotrophic inoculum one, represented by high acid producing strains of Bacillus sp. and Pseudomonas sp. seems to be a little better than the mixture of Rhodotorula sp. and Pseudomonas fluorescens strains. However is quite difficult to get now the final conclusions as we planned to follow-up these five experiments for about one year, and the results presented in this paper are covering the first five months only. In tables no. 5 and no.6 as well as in fig.no.1 and fig.no.2 in a very synthetic way are presented comparatively, on the types of inoculum used, the results obtained in the first 161 days of Ilba mine ores microbial leaching.

As could be noticed from fig.no.1, the inoculum represented by sulph and iron oxidizing bacteria isolated from the area of Ilba mine application before a few months this was started, comparatively with the inoculum used in application, has a quite good activity. Thus, after 161 days in the experiments no.2, where have been used the same inoculum as in Ilba mine application the Cu solubilisation is 57,2% and Zn solubilisation is 43,9% while in experiment no.4, where have been used as inoculum sulph and iron oxidizing bacteria isolated from the application area a few months before it was started the application, the Cu solubilisation is 51,5% and Zn is 41,3%. This means that in that area there are good conditions for the inoculum used, respectively the

one selected by Hamburg research group .

TABLE No.5 Experiments on percolators for microbial leaching of Cu and Zn from Ilba mine -EXPERIMENTS NO.2 and No.4

Experi- ments	pH	No.bact. /ml	Fe ²⁺ g/l	Fe ³⁺ g/l	Cu		Zn	
					g/l	%	g/l	%
<u>15 days</u>								
2	2.01	25 x 10 ⁵	0.10	4.20	0.754	9.77	0.891	10.82
4	2.10	25 x 10 ⁵	0.30	3.29	0.604	7.84	0.932	11.32
<u>21 days</u>								
2	2.09	15 x 10 ⁵	0.34	3.87	1.307	16.94	1.077	13.09
4	2.07	95 x 10 ⁴	0.22	3.98	1.295	16.78	1.148	13.95
<u>28 days</u>								
2	2.19	95 x 10 ⁵	0.03	3.87	0.636	8.23	0.426	5.6
4	2.0	45 x 10 ⁵	0.04	3.30	0.567	7.35	0.380	4.62
<u>36 days</u>								
2	1.68	95 x 10 ⁵	0.06	3.96	1.051	13.62	0.668	8.12
4	2.32	15 x 10 ⁴	0.28	3.51	0.893	11.58	0.536	6.51
<u>30 days</u>								
2	2.39	95 x 10 ⁴	0.06	3.29	0.415	5.40	0.322	4.03
4	2.73	14 x 10 ⁴	0.06	3.61	0.364	4.72	0.230	2.78
<u>32 days</u>								
2	1.88	95 x 10 ⁵	0.45	3.59	0.250	3.24	0.214	2.66
4	1.36	95 x 10 ⁵	0.11	3.05	0.250	3.24	0.177	2.15

After 161 days: - experiment no.2 Cu solubilised - 57.2%
 Zn solubilised - 43.9%
 - experiment no.4 Cu solubilised - 51.5%
 Zn solubilised - 41.3%

TABLE No.6 Experiments on percolators for microbial leaching of Cu and Zn from Ilba mine ores.— EXPERIMENTS No.3 and 5

Experi- ments	pH	No.bact. /ml	Fe ²⁺ g/l	Fe ³⁺ g/l	Cu		Zn	
					g/l	%	g/l	%
<u>15 days</u>								
3	1.87	25 x 10 ⁵	0.11	4.14	0.469	6.43	0.401	4.88
5	2.04	45 x 10 ⁴	0.23	3.94	0.462	5.99	0.453	5.51
<u>21 days</u>								
3	1.92	95 x 10 ⁵	0.22	3.87	1.058	13.71	0.624	7.58
5	1.92	75 x 10 ⁵	0.17	3.80	0.837	10.85	0.467	5.67
<u>28 days</u>								
3	1.67	95 x 10 ⁵	0.04	3.32	0.486	6.30	0.222	2.70
5	1.55	14 x 10 ⁵	0.18	3.66	0.631	8.17	0.274	3.33
<u>36 days</u>								
3	1.48	45 x 10 ⁵	0.06	3.94	0.708	9.18	0.356	4.32
5	1.98	25 x 10 ²	0.86	3.20	0.830	10.76	0.350	4.25
<u>30 days</u>								
3	2.02	95 x 10 ²	0.11	3.63	0.262	3.4	0.162	1.98
5	2.33	7 x 10 ⁴	0.11	3.55	0.447	5.76	0.232	2.81
<u>32 days</u>								
3	1.87	45 x 10 ⁵	0.11	3.47	0.151	1.96	0.110	1.34
5	1.95	25 x 10 ⁶	0.11	3.13	0.242	3.14	0.132	1.60

After 161 days: — experiment no.3 — Cu solubilised — 40.98%

— Zn solubilised — 22.8%

— experiment no.5 — Cu solubilised — 44.67%

— Zn solubilised — 23.17%

From the results presented in table no.6 and fig.no.2 could be concluded that in experiment no.3, which reproduce the situati-

on of the Ilba mine application gave on percolators after 161 days a Cu solubilisation of 40.98% and Zn solubilisation of 22.8%, while in experiment no.5 which is based on bacteria isolated from the area application before it started it was found a Cu solubilisation of 44.67% and Zn solubilisation of 23.17%. However the both experiments (no.3 and no.5) comparatively with no.2 and no.4 are proving that heterotrophs seems not to be of great help to leaching process. However some more research on this line should be useful.

The microbiological analyses of samples collected from percolators during the first 161 days, showed that heterotrophs used in the first 24 hours, disappeared, all the microbial population being represented by sulph and iron oxidizing bacteria only, and very occasionally some contaminants (like fungus).

x

x

x

Concerning the Experiment No.1, which represents the CONTROL, it was found some Cu and Zn solubilisation namely after 161 days 24.94% Cu and 28.35% Zn. This is due to a contamination with sulph and iron oxidizing bacteria which in the first series of samples collected after 21 days have a density of 10^2 . Immediately the Mackintosh medium was replaced with sterile distilled water with 1% $HgCl_2$. But, even with the addition of this substance, the contamination with T.ferrooxidans, in the interval 24 February - 11 March reached a concentration of $10^4 - 10^6$ bacteria / ml at the all three levels of percolator. However, the difference between the experiment no.1 (CONTROL) and the other four ones is very significant to prove that the microbial inoculum special selected is of interest for microbial leaching of ores.

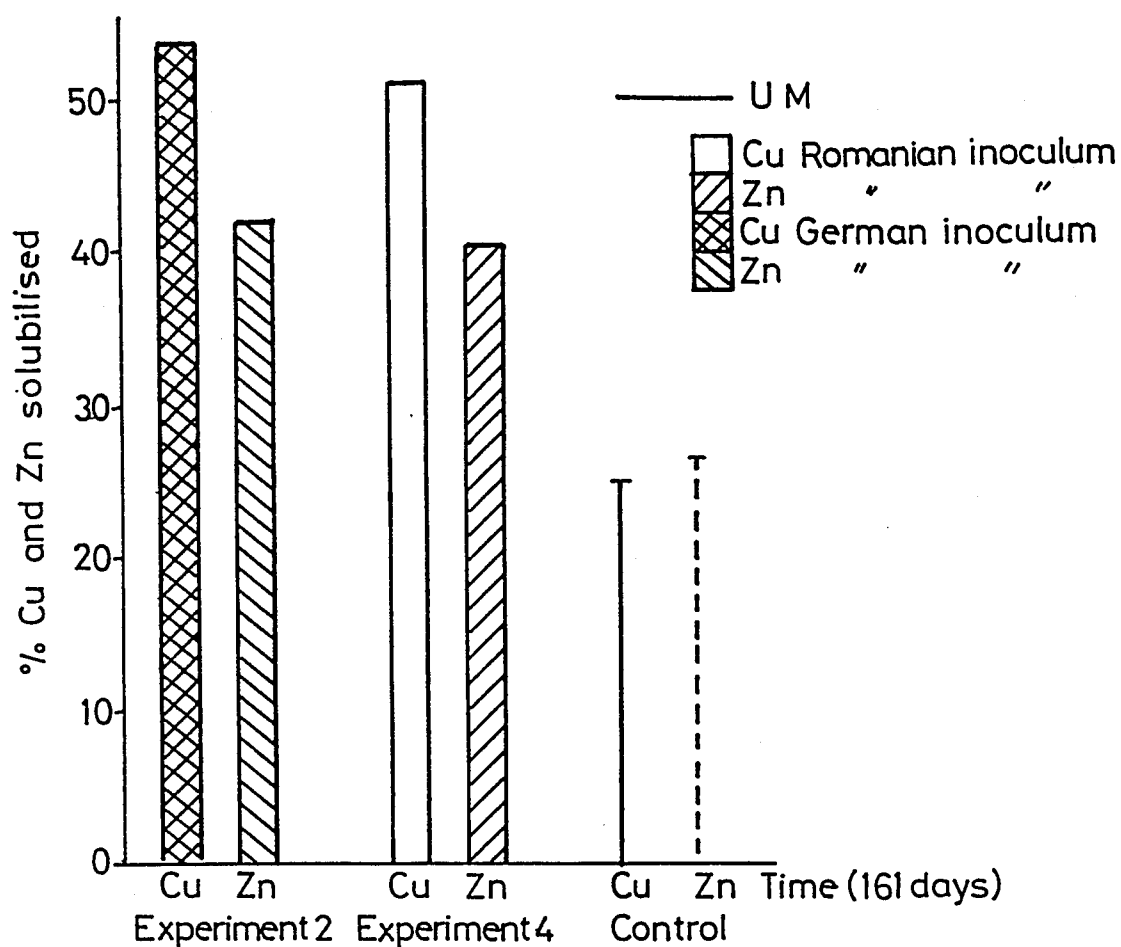


Fig. 1

The Cu and Zn solubilisation from Ilba mine ores (application area) using as inoculum sulph and iron oxidizing bacteria.

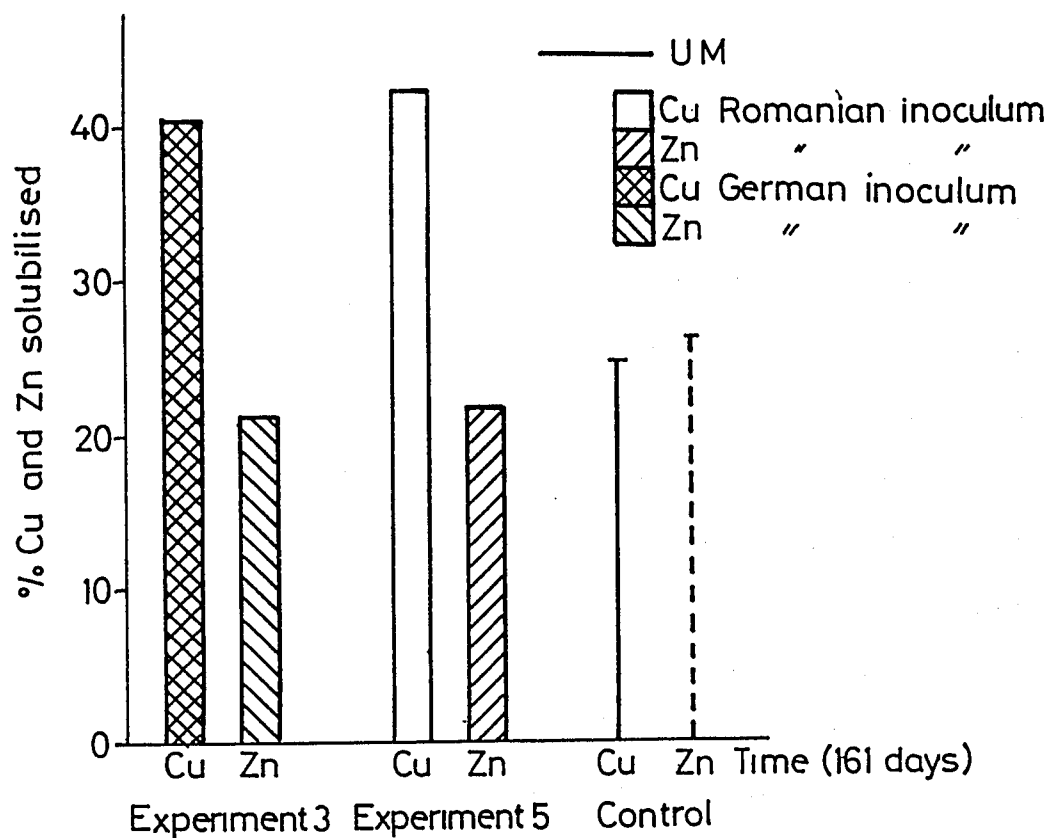


Fig 2

The Cu and Zn solubilisation from Ilba mine ores (application area) using as inoculum heterotrophic microorganisms (first 24 hours) followed by sulph and iron oxidizing bacteria.

7. Conclusions

1. In parallel with the microbial leaching of ores application from Ilba mine, the Bucharest research group started on percolators a number of five experiments. One experiment, namely the experiment no.3, is reproducing the Ilba mine application. The experiment no.1 represent the control and the other three experiments are different after the type of inoculum used. The experiments no.2 and no.3 are based on the inoculum used in Ilba mine application and this inoculum was isolated and selected by Hamburg and Braunschweig research groups, while the experiments no.4 and no.5 are based on the inoculum, similar to that of Hamburg and Braunschweig groups, with the difference that was isolated by Bucharest research group from the area of Ilba mine application a few months before starting the application.

The experiments are planed to follow-up for about one year sample beeing collecting at each 21-30 days.

In this paper the results obtained during the first 161 days are presented.

2. It was found that the most efficient in Cu and Zn solubilisation is Hamburg research groups inoculum (57.2% Cu and 43.9% Zn), followed by Bucharest research group inoculum (51.5% Cu and 41.3% Zn), and then by Bucharest combined inoculum(heterotrophic bacteria high acid producing + sulph and iron oxidizing bacteria) which solubilised 44.67% Cu and 25.17% Zn and finally the Hamburg-Braunschweig combined inoculum (heterotrophs represented by a yeast and a bacteria + sulph and iron oxidizing bacteria), which solubilised 40.98% Cu and 22.8% Zn. This last type of inoculum is similar to that used at Ilba mine application.

In the previous series of experiments on the same type of percolators but on the ores coming from other area of Ilba mine we obtained after 164 days, instead 161 days, a solubilisation of

43.02% for Cu and 63.6% for Zn. This percent of Cu solubilisation is higher but that one of Zn solubilisation is lower.

3. The results obtained in the first 161 days seems to prove that sulph and iron oxidizing bacteria remain the most important type of inoculum of interes for leaching process of ores. The heterotrophic microorganisms high producing acids, seems to be also of interes for such processes but no doubt more research is needed.

References

1. A. Schröter - 1985 - Primärbesiedelung von Sterilisierten, Sulfidischem ERZ mit Thiobacillen, p.26-30.
2. I. Lazar, Florina Popea, Maria Toniuc, I. Velea -
- 1988 - The microorganisms occurring in two romanian biotopes. Jülich, p.1-12
3. I. Lazar, Maria Toniuc, I. Velea, Florina Popea -
- 1989 - Investigations on the occurrence of several groups of microorganisms in the biotopes of Ilba, Baia Sprie and Dubova-Potcoava mines. Jülich, p.39-60.
4. I. Lazar, Maria Toniuc, Florina Popea, I. Velea -
- 1990 - Microorganisms isolated from Ilba, Baia Sprie and Dubova-Potcoava mines samples collected in 1989. Jülich.
5. I. Lazar, Maria Toniuc, I. Velea, Florina Popea -
- 1990 - Long term experiments on percolators for bacterial leaching of Cu, Zn and Ni from mine ores. Jülich.

**Erweiterungsmöglichkeiten der Kupfergewinnung
durch die bakterielle Laugung unter Tage**

Dr.Ing.Gilca Constantin, Ing.
Kruk Adalbert, Ing.Kovacs Susana, Ing.
Peterfi Martin, Biolog.Oros Vasile

Die Rückgewinnung einiger Metalle durch die bakterielle Laugung ist im allgemeinen bei den Taghalden angewendet.

Die Erweiterung der Technologieanwendung in der Grube kann man besprechen in der Lage der Verwertung einiger schwer aufbereitender Erzlagerstätten (Aufbereitung mit niedrige Ausbeute), mit Mindergehalte der Nutzmineralstoffe, also Situationen wo die Gewinnung der Lagerstätten oder der Teillagerstätten, durch klassische Technologien, unwirtschaftlich ist.

Die Erweiterung der Rückgewinnung der Metalle durch bakterielle Laugung im Untertage ist in den Fällen begünstigt, wo die Ausrichtungs- und Vorrichtungsarbeiten schon durchgeführt sind, ohne sie weiter bei der Gewinnung der Nutzmineralstoffen mit klassischen Technologien, zu verwenden.

In den obenerwähnten Fällen ist die ökonomische Bewertung der "in situ" bakteriellen Laugung.

1. Die Anwendungsmöglichkeiten der bakteriellen Grubenlaugung

In der Analyse der Anwendungsmöglichkeiten der bakteriellen Laugung, unterscheidet man zwei Fälle:

- die Feststellung des mit sofortigen Anwendungsmöglichkeiten Verbreitungsgebietes.
- die Feststellung des mit zukünftigen Anwendungsmöglichkeiten Verbreitungsgebietes.

Man nimmt als mit sofortigen Anwendungsmöglichkeiten Verbreitungsgebiet, die Fälle, wo die nachfolgenden Bedingungen erfüllt sind:

- die geo-bergbauliche Kennwerte des mineralisierten Gebietes, sind bekannt;
- die Verwertung des Erzes durch klassische Technologien ist unwirtschaftlich;
- die notwendigen Bergbauarbeiten sind durchgeführt;
- die Vorbereitungstechnologie für die Laugung ist festgestellt;
- die Gewinnungstechnologie des Nutzmineralstoffes durch bakterielle Laugung ist festgestellt;

Man nimmt als mit zukünftigen Anwendungsmöglichkeiten Verbreitungsgebiet, die Fälle wo die nachfolgenden Bedingungen erfüllt sind:

- die geo-bergbauliche Kennwerte des mineralisierten Gebietes sind bekannt;
- die Verwertung des Erzes durch klassische Technologien ist unwirtschaftlich;
- das Erz kann man durch bakterielle Laugung gewinnen;
- die Vorbereitungstechnologie des Erzes für Laugung und die Gewinnungstechnologie des Nutzmineralstoffes durch der Laugung ist nicht festgestellt.

Abhängend von diesen Bedingungen betrachtete man als Gebiet mit sofortigen Anwendungsmöglichkeiten der Kupfergewinnung durch bakterielle Laugung unter Tage - der obere Teil (zwischen den +253 m und +403m Horizonte) der Mihai-Nepomuc-Lagerstätte, Mine Ilba.

Diese Lagerstätte wurde wegen der nachfolgenden Gründe, ausgewählt:

- sie ist eine Komplexlagerstätte, welche in den heutigen Bedingungen, nicht wirtschaftlich abgebaut und verwertet sein kann, mit den klassischen Abbau und Vorbereitungstechnologien
- die ausgewählte Lagerstätteportion ist aufgeschlossen und zur Teil durch Untertagebergbauarbeiten vorbereitet. Die geo-bergbauliche Lagerstattekennwerte sind bekannt;
- die Vorbereitungstechnologien des Erzes für die Untertaglaugung sind festgestellt;
- man kennt genuegende Daten für den durch Laugung Gewinnungsarbeitsgang.

1.1. Lagerstättebeschreibung

Der Lagerstattekorper aus dieser Zone ist gangartig, mit relativ homogene Zusammensetzung.

Auf die Senkrechte, der Gang dehnt sich auf eine Tiefe von ungf. 300m. Hier beziehen wir uns auf den oberen Teil des Ganges, auf eine Tiefe von 150m.

Auf seine Richtung, der Gang hat eine Maximalbreite von 1500m, und teilt sich in zwei Adern: Mihai (nach Norden) und Nepomuc (nach Süden).

Die Körperneigung ist zwischen 60grd.-80grd., und die Mächtigkeit der Mineralisationszone zwischen 1,5m und 10m.

Die Nutzmineralisationszone ist durch Pyrit, Kupferkies, Zinkblende, abhängig Bleiglanz, und durch sekundäre Kupfersulfide, dargestellt. Alle Komponente sind als ein Adernetz auf ein Quarzgangmittel, dargestellt. Das umgebende Gestein hat eine fortgeschrittenen Verwitterungsgrad. Die Nutzmineralgemengen sind im korniger Quarz eingeschlossen und sind sehr verschiedenartig. Die verteilten Pyritflächen im Quarz, sind manchmal mit Zinkblende oder mit Bleiglanz verbunden, welchen sie umfassen. Manchmal die Zinkblende mengt sich mit dem Kupferkies. Insbesondere der Kupferkies ist mit dem Quarz gemischt.

Das Erz im allgemein stellt ein Anfangsoxydationsaussehen, durch die Anwesenheit des Kupferindigos und des Limonit dar, welche die Kaolinteile impregnieren, aber häufiger bilden sie Belegungen auf mineralisierten Steinbrüche (1).

Die chemische Zusammensetzung des Erzes, hat die nachfolgenden Gehalte: Cu 0,48-0,70%; Zn 0,25-0,30%; Pb 0,10-0,15%; S 9-14%; Fe 11,2%; SiO₂ 58,8%; Al₂O₃ 8,8%; CaO 1,2%.

Die Kupfer und Zinkdarstellung auf verschiedenen Mineralgruppen, stellt sich nachfolgend dar (1):

- Kupfer - als Sulfate 0,0028% (0,8% aus Gesamtkupfer);
 - als Karbonate und Oxyde 0,038% (11,0% aus Gesamtkupfer);
 - als Kupferkies 0,20% (57,7% aus Gesamtkupfer);
 - als sek. Sulfide 0,106% (30,6% aus Gesamtkupfer).
- Zink - als Sulfate 0,012% (3,7% aus Gesamtzink);
 - als Karbonate 0,050% (5,3% aus Gesamtzink);
 - als Silikate 0,034% (10,4% aus Gesamtzink);
 - als Zinkblende 0,230% (70,6% aus Gesamtzink).

Auf Grund der chemischen und mineralogischen Analyseergebnisse, 40% von Kupfer und 30% von Zink befindet sich als mehr oder weniger oxydierte Formen. Das zeigt einen relativ gungstigen Charakter für die Verarbeitung durch bakterielle Laugung. Dieser Charakter wurde auch durch den bakteriellen Laugungsversuchen, bewiesen, welche auf Erzproben aus diesen Gebiet durchgeführt wurden (1;2) und welche durch den Versuchen auf einen Abschnitt unter Tage bestatigt wurden (3).

2. Die Situation der vorhandenen Arbeiten und die Beschreibung der in Betracht genommenen Technologien

In der Zone welche wir bis jetzt analysiert haben, sind die nachfolgenden Bergbauarbeiten durchgeführt:

- Richtstrecken bei den 403m-, 303m- und 253m-Horizonten
- Einschnittstollen bei denselben Horizonten
- Senkrechtschacht zwischen den 303m Horizont und 253m Horizont
- Wetteraufhauen und Abmarkungsaufhauen
- Rampen und Kammern für verschiedene Bestimmungen.

Dazu ist die Ausrichtung der 353m Sohle und die Durchführung der Aufhauen für die Gewinnungsblockvorbereitung, notwendig.

2.1. Die Beschreibung der Blockenvorbereitungsmethoden, in Hinblick auf die "in situ" Laugung

In Anbetracht der geo-bergbaulichen Bedingungen und der vorhandenen Bergbauarbeiten, wurde als angebracht die Erzvorbereitung in Becken von 50m Höhe und 60m Breite, betrachtet.

Für die Erzvorbereitung für die in situ-Laugung wurden zwei Technologien gesehen:

- Abbauen des Erzes mit gewöhnliche Locher und die Erzmagazinierung in den ergabenen Raum, für Mächtigkeiten kleiner als 3m;

- Abbauen des Erzes mit Mittellocher und die Erzmagazinierung, für eine Mächtigkeit grösser als 3m.

In den beiden Fällen wurden die Raumdung von 30% des abgebauten Erzes vorgesehen, um den notwendigen Arbeitsraum zu erhalten (für die erste Technologie) und um die entsprechende Zerkleinerung zu erhalten.

Die Laugung des magazinierten Erzes wird durch den Bespritzen des oberen Teiles des jeden Blockes durchgeführt und darum wird einen Aufbruch bis am Ende der Blockslaugung aufrecht-erhalten.

Weil die Sammlung der Lösung an der Blockbasis stattfindet, in der Basisstrecke wird eine entsprechende Hydroisolation gesehen.

Die Aufrechterhaltung der Strecke und des Aufbruches so lange es nötig ist, wird durch Schutzpleilern versichert. So die magazinierte Erzmenge in einem Block mit den Mitteldimensionen (60*50*5)m wird ungefähr 25000t sein.

Die nachfolgenden Phasen der Laugung werden bei Tage durchgeführt, weil die Hauptsohle für das Raumen und für die Einleitung der Lösung, die Sohle 303m ist.

2.2. Die Beschreibung der in Betracht genommenen Verarbeitungstechnologie

Für die technisch-ökonomische Wertschätzung wird eine Verarbeitungstechnologie benutzt, ähnlich mit der bei den halb-industriellen Versuchen von Ilba-Venera benutzten Technologie. Diese ist in des Prinzipschaltbild, in der Abb.1, dargestellt. Die technologischen Hauptphasen sind: die Laugung des Erzes, die Lösungsenteisung, die Kupferzementierung und die Zinkfällung.

2.3. Die in Betracht genommenen technologischen und technischökonomischen Parametern

Für die Laugungsphase des Erzes werden in den Rechnungen die Ergebnisse, bei der Pilotphase durchgeführten Versuche für das Mihai-Nepomuc-Erz, im Jahre 1971-1972 (2), in Betracht genommen. Für die anderen Phasen werden in der Rechnung, die Ergebnisse von den Versuchen bei Venera-Erz, verwendet. Diese Ergebnisse sind an den Gehalten und an der Zusammensetzung der auf das Mihai-Nepomuc-Erz angereicherten Lösungen, angepasst.

Die Liste der in Betracht genommenen Parametern ist die nachfolgende:

Bei der Laugungsphase

1. Die Erzmenge eines im Arbeit genommen Ausschnittes 2500 Tonen.
2. Metallgehalte des Erzes: 0,50% Cu; 0,30% Zn.
3. Rückholbares Kupfer: 50% aus den Gesamtkupfer
4. Rückholbares Zink: 50% aus den Gesamtzink
5. Tagliche Bespritzrate: 10l/t/Tag
6. Die täglich in Umlauf gesetzten Lösungsmenge: 250mc/Tag
7. Das Verhältnis Flüssigkeit/Fest (L/S) *1/100*
8. Die angereicherten Lösungsgehalte: 1,5g/l Cu, 1,6g/l Zn, 12g/l Fe.
9. pH-Wert der Lösung nach der Laugung 1,5-2,0
10. Schwefelsäureverbrauch: es ist nicht der Fall
11. Die Geschwindigkeit der Kupferlaugung: 0,3% (aus den Gesamtkupfer)*Tag
12. Die notwendige Extraktionsdauer für 50% des Kupfers: 167 Tage
13. Die Laugungsgeschwindigkeit des Zinkes: 0,53% des Gesamtzinkes*Tag
14. Die notwendige Extraktionsdauer für 50% des Zinkes: 94 Tage
15. Tagliche Zinkproduktion: 400kg/Tag in der Lösung

Bei der Enteisungsphase

1. Taglicher Lösungsdurchfluss: 250mc/Tag
2. Unbeweglichkeitsdauer: 2 Stunden
3. Spezifischer Verbrauch: KDH (45%) 8,9kg/1kg Cu ZnO
1kg/mc Lösung, 0,7 kg/1kg Cu
4. Enteisungsausbeute: 80%

5. Endgehalte in der Losung: pH 1,5
 Cu 1,5 g/l
 Zn 2,4 g/l
 Fe 2,4 g/l

Bei der Zementierungsphase

1. Taglicher Losungsdurchfluss: 250mc/Tag
2. Dauer des Zementierungsverfahrens: 20 Minuten
3. Spezifischer Zinkverbrauch: 3kg/mc Losung; 2 kg Zn/1kg Cu
4. Kupfergewinnungsausbeute: 95% pH 4,5
5. Endgehalte in der Losung
 Cu 0,075 g/l
 Zn 5,4 g/l
 Fe 2,4 g/l
6. Tagliche Kupferproduktion im Zement: 356kg
7. Kupferzementqualität: über 80% Cu

Bei der Zinkfallungsphase

1. Tagliches Losungsdurchfluss: 250mc/Tag
2. Verfahrensdauer: 30 Minuten
3. Spezifischer Verbrauch: NaS 9,45 kg/mc Losung; 1,75 kg/1kg Zn.
4. Gewinnungsausbeute des Zinkes: 99%
5. Tagliche Zinkproduktion in Zinksulfid:
 pH 4,5
 Cu 0,06 g/l
 Zn 0,05 g/l
 Fe g/l

3. Ökonomische Auswertung der Verbreitung unter Tage der bakteriellen Laugung

Die ökonomische Analyse der Verbreitung der Anwendung unter Tage der bakteriellen Laugung muss die Ergebnisse der früher in gleichartigen Bedingungen durchgeführten Versuche, in Betracht nehmen.

Diese früheren Versuche müssen die rückholbare Metallmenge, die tagliche laugbare Metallmenge, die Rückgewinnungsausbeuten der Metalle aus der angereicherten Losung, und den spezifischen Verbrauch des technologischen Verfahrens geben.

Eine Charakteristik des Laugungsverfahrens ist die tagliche Anreicherungsgeschwindigkeit der Losung. Diese Charakteristik gibt den Metallrückgewinnungsrhythmus in Verbindung mit der taglichen

Laugungsmenge. Das bedingt die Funktionierungsgesamtdauer der Anlagen die Gesamtkosten abhangend von den taglichen Kosten und die Gesamtkosten, abhangend von den spezifischen Verbrauche.

In den Fall einer Anlage fur bakterielle Laugung unter Tage, haben wir 3 Kostenarten:

- a) Kosten der Durchfuehrung der Metallruckgewinnungsanlage;
- b) Spezifische Kosten der Vorbereitung und der Verarbeitung;
- c) Veranderliche Kosten abhangend von der Funktionierungsdauer der Anlage;

Die okonomische Grenzbedingung ist der Fall wo die bevor aufgezählten Gesamtkosten, nicht den Wert der ausnutzbaren Metalle uberschreiten.

Der Wert der ausnutzbaren Metalle ist abhangend von dem Metallgehalt im Erz, von der im Rechnung genommene Erzmenge und von der Ruckgewinnungsausbeute der Metalle.

Man muss die fur die tagliche Laugung Erzminimalmenge berechnen, welche notwendig ist um die Anlagekosten, die Erzvorbereitungskosten und die Betriebskosten, auszugleichen.

In diese Richtung geht man von dem ruckholbaren Wert des Erzes, weiter, welcher gleich der notwendigen Gesamtkosten sind.

$$R_g \sum_{i=1}^n c_i \eta_i P_i = \frac{C}{Q_z} \cdot t + (p_1 + c_n p_2) R_g + E \cdot t \quad (1)$$

Wo:

- R_g : - der geologische betrachtete Vorrat (t)
- c_i : - ausnutzbarer Metallgehalt des Erzes (Einheitsfraktionen)
- η_i : - die Ruckgewinnungsmaximalausbeute der ausnutzbaren Metalle (Einheitsfraktionen)
- C : - Anlagekosten (Lei)
- p_1 : - Vorbereitungskosten einer Erztone (Lei/t)
- p_2 : - Kosten der spezifischen Verbrauchen (Lei/t)
- E : - tagliche Kosten der Anlage (Lei/Tag)
- t : - Ruckgewinnungsdauer des laugbaren Metalles (Tage)
- Q_z : - Erzmenge fur die Laugung pro Tag (t/Tag)
- P : - Verkaufspreis einer Kupfertone

Wenn man ein gegebener Vorrat in Betracht nimmt, fur welchen wir die okonomische Auswertung machen, dann konnen wir die

Laugungsdauer abhängig von der Laugungsmenge, von den Verhältnis Flüssigkeit/Fest und von der taglichen Laugungsgeschwindigkeit, berechnen, als:

$$t = \frac{Rg \cdot c \cdot \eta_i}{Q_z \cdot r \cdot v} \quad (\text{Tage}) \quad (2)$$

Wo:

t = Laugungsdauer des Hauptmetalles (Kupfer) (Tage)

r = das Verhältnis Flüssigkeit/Fest (l/t)

v = tagliche Laugungsgeschwindigkeit (g/l Tag)

Wenn wir die Gleichung (2) in die Gleichung (1) einsetzen, erhalten wir:

$$Q_z^2 \left[\sum_{i=1}^n c_i \eta_i P_i - (p_1 + p_2 c \eta) \right] - Q_z \cdot E \frac{\eta_c}{rv} - \frac{c \eta}{rv} = 0 \quad (3)$$

$\frac{C \cdot \eta_i}{r \cdot v}$ ist die spezifische Laugungszeit für ein gegebenes Erz

Wenn wir $\frac{C \cdot \eta_i}{r \cdot v}$ mit t_1 ersetzen, und wenn wir die Gleichung berechnen, dann erhalten wir:

$$Q_{z1,2} = \frac{Et_1 \pm \sqrt{(Et_1)^2 + 4 \left[\sum_{i=1}^n \eta_i \cdot c_i P_i - (p_1 + p_2 c \eta) C I, \right]}}{2 \left[\sum_{i=1}^n c_i \eta_i P_i - (p_1 + p_2 c \eta) \right]} \quad (4)$$

Um die tagliche laugbare Erzmenge zu erhalten werden wir nur die Plusgleichung nehmen, denn die Gleichung (4) kann nur positive Werte haben.

Bei der ökonomischen Analyse der Anwendung der bakteriellen Laugung unter Tage, muss man auch den minimalen geologischen Vorrat berechnen, für die Laugung in Grenzwirtschaftlichkeitsbedin-

gungen. Man kennt dass die Anlage eine begrenzte Betriebsdauer hat, welche die bekannte Dauer "t" ist.

In diese Richtung aus der Gleichung (1), wo wir die tagliche Vorratsmenge Q_z abhangelnd von der t einsetzen und nachdem wir die Gleichung nach dem geologischen Vorrat R_g ordnen, erhalten wir:

$$R_g^2 \left[\sum_{i=1}^n c_i \eta_i P_i - (P_1 + P_2 c_n) \right] - R_g E t - C t^2 = 0 \quad (5)$$

Wenn wir die Wurzel der Gleichung (5) einsetzen und wenn wir den positiven Wert der Gleichung nehmen, der Wert des geologischen Vorrates abhangelnd von der Zeit und von den notwendigen Kosten, hat die nachfolgende Form:

$$R_g = t \frac{E + \sqrt{E^2 + 4 \left[\sum_{i=1}^n c_i \eta_i P_i - (P_1 + P_2 c_n) \right] \cdot C}}{2 \left[\sum_{i=1}^n c_i \eta_i P_i - (P_1 + P_2 c_n) \right]} \quad [t] \quad (6)$$

In der obengegeben Gleichung haben wir mit c und η_i den Gehalt und die Gewinnungsendausbeute des Kupfers bezeichnet.

3.1. Die okonomische Auswertung der Laugung des Mihai-Nepomuc-Erzes

In dem Fall des Mihai-Nepomuc-Erzes, fur die Vorbereitung und fur die Laugung des vorhandenen Vorrates werden die nachfolgende Kosten berechnet.

Fur die Blocksvorbereitung fur die Laugung werden wir spezifische Kosten von $p_1=126$ Lei/t haben, welche aus den Kosten der Vorbereitungsbergbauarbeiten, den Arbeitskosten, Materialkosten, Energiekosten fur die Zerkleinerung, und konstanten Kosten des Betriebes, bestehen.

Die spezifische Kosten fur die Erhaltung des Zinkes und Kupfers im Zement sind $p_2=175$ Lei/kg Cu+Zn, welche aus den Materialkosten und aus den Energiekosten bestehen.

Die Kosten mit der Laugungsanlage werden von 20000 Lei sein. Die Laugungsanlage besteht aus Einrichtungen, Bauten und Zusammenstellungen bei Tage und unter Tage. Dazu kommen noch die Instandhaltungs- und Wartungskosten.

Die tagliche Kosten der Anlage (wo die Löhne, Energie für Beleuchtung und für die Bewetterung, Arbeitsschutz u.s.w) sind $E=5600$ Lei/Tag.

Wenn wir die Laugungsgeschwindigkeit kennen, und auch die Preise und die Ausbeuten für die Erhaltung der Endprodukte, mit der Gleichung 4 erhalten wir die Minimalerzmenge, welche wir laugen müssen um ein finanzielles Gleichgewicht zu erhalten. Also:

$$Q_{\text{Tag}} = 20000 \text{ t/Tag}$$

Also in den Fall, wo eine tagliche Menge von 20000t Erz verarbeitet wird, die Gewinnungsgesamtkosten werden ausgeglichen, und wenn diese Menge grösser sein wird, dann kann man einen Profit erhalten.

Um die Minimalerzmenge zu berechnen, mit welcher wir die Kosten ausgleichen können, werden die erhaltenen Ergebnisse in der Gleichung (6) eingesetzt. So erhalten wir die Minimalerzmenge für Laugung, von $R_g = 712.000 \text{ t}$.

Das analysierte Gebiet für die bakterielle Laugungsanwendung, hat ungefähr 800.000 t Erz. Also diese Bedingung ist erfüllt.

Für die Zukunft, für eine Erweiterung der bakteriellen Laugung, schlägt man die Rechnung der Wirtschaftlichkeit für den oberen Teil der Lagerstätte Mestecanis und der Lagerstätte Altin Tepe vor.

Man schlägt die Mestecanis-Lagerstätte vor, weil das Gebiet sehr oxydiert ist, auch schwer aufbereitungsbar, und nicht mit wichtigen Bergbauarbeiten ausgebeutet.

Die Lagerstätte Altin Tepe hat den oberen Teil schwach mineralisiert, mit Versatz inseriert, und mit wichtigen Gehalte im Versatz. Auch hier sind die Wiederverwendungen der Aufschluss und Vorbereitungsbergbauarbeiten, möglich.

B I B L I O G R A P H I E

1. Sinko I., Joltvinschi S.: "Laugung der schwer aufzubereitenden Erze mit Hilfe der Bakterien". Studium ICPM Baia Mare, 1970.
2. Sinko I., Joltvinschi S.: "Laugung der schwer aufzubereitenden Erze mit Hilfe der Bakterien". Studium ICPM Baia Mare, 1971.
3. Oros V., Peterfi M., Ilie P.: "Forschungen im Bezug auf bakterielle Laugungen der armen und oxydierten Kupfererze". Buletin ICPM Baia Mare, vol. XXII-Technischwissenschaftliche Mitteilungen, 1984.
4. Peterfi M., Kruk A., Oros V.: "Kupfergewinnung durch bakterielle Laugung aus armen Erzlagerrate". Studium ICPM Baia Mare, 1978.
5. Mihai I.: "Projekt fur angewandte Gewinnungsmethoden bei E.M. Ilba". ICPM Baia Mare, 1984.
6. Peterfi M., Kruk A.: "Forschungen fur die Ausbeutungstechnologie des Mihai-Nepomuc-Erzes, Mine Ilba". Studium ICPM Baia Mare, 1988.
7. Bivolaru M.: "Experimentelle Anlage fur bakterielle Laugung". ICPM Baia Mare, 1989.

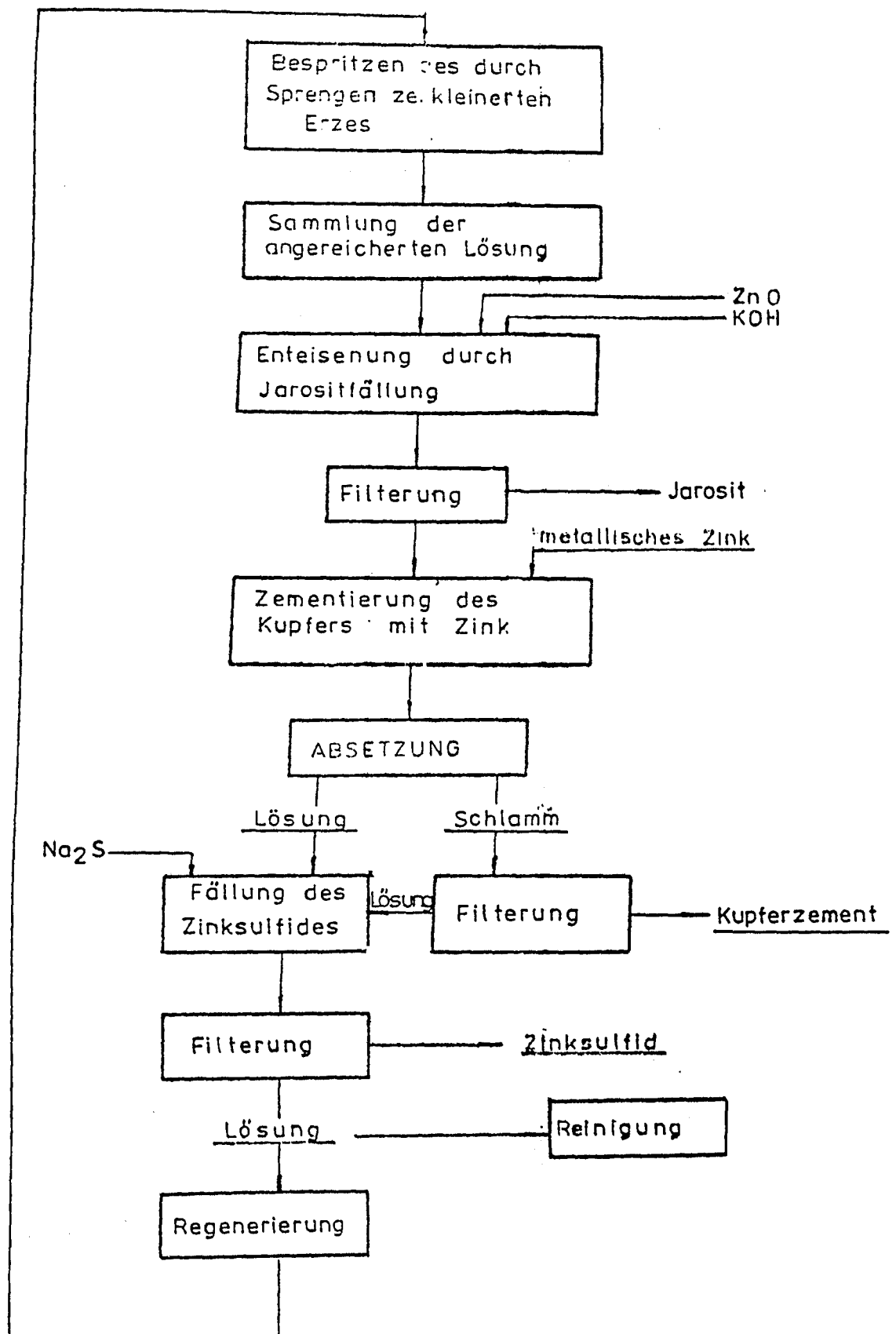


Abbildung 1. Prinzipschaltbild des technologischen Flusses

Jül-2504

Juli 1991

ISSN 0366-0885