©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html · www.zobodat.at

96.481

Prof. Dr. H. J. STEINER
Vorstand des Institutes für Aufbereitung
und Veredlung
Montanistische Hochschule
8700 Leoben (Österreich)

Datum: 1977-01-31

Landesmuseum Joanneum Geologie

Der Bericht über das Forschungsprojekt:

Aufbereitungstechnische Untersuchung von Roherzproben aus der Sulfidlagerstätte WALCHEN bei Öblarn

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Der Bericht über das Forschungsprojekt:

Aufbereitungstechnische Untersuchung von Roherzproben aus der Sulfidlagerstätte WALCHEN bei Öblarn

gliedert sich in folgende Hauptabschnitte:

- Zusammenfassung der Untersuchungsergebnisse, die für die weitere Entscheidungsfindung relevant sind ..... Seite 1
- Organisatorische Angaben ..... Seite 4
- Wissenschaftlicher Teil
  - Textteil ..... Seite 6
  - Zahlentafeln ..... Seite 29
  - Abbildungen ..... Seite 66

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/yallberichte.html www.zobodat.at

1. Zusammenfassung der entscheidungsrelevanten Untersuchungsergebnisse

1.1. Allgemeines

An Hand von zwei Roherz-Kleinproben aus der Sulfiderzlagerstätte WALCHEN bei Öblarn wurden Zerkleinerungsversuche, Flotationsversuche und mikroskopische Verwachsungsanalysen durchgeführt. Die eingehender untersuchte Probe enthielt 1.61 % Cu, 1.51 % Pb, 1.64 % Zn, 31.9 % Fe und hatte ein spezifisches Gewicht von 3.73 g/cm^3.

Das übergeordnete Ziel der Untersuchung war eine Bewertung des Roherzes, d.h. die Ermittlung eines Anhaltswertes für den "anlegbaren Preis" der Masseneinheit des Roherzes. Mit dieser Information kann nun im Zusammenwirken von Montangeologen und Gewinnungsbergmann eine Entscheidung über die zweckmäßige weitere Vorgangsweise gefällt werden.

1.2. Erzcharakter

Das Roherz der Lagerstätte Walchen bei Öblarn ist wegen seines polymetallischen Charakters, seines hohen Pyritanteils und der außerordentlich engen Verwachsung das Musterbeispiel eines aufbereitungstechnisch schwierigen "sulfidischen Komplexerzes". Nach den bisherigen Versuchsergebnissen erscheint eine selektive Flotation, d.h. die getrennte Erzeugung eines Kupferkonzentrates sowie marktfähiger Blei- und Zinkkonzentrate nicht möglich. Wohl aber dürfte es technisch möglich sein, ein Kupfer/Blei-Mischkonzentrat mit einem vergütungsfähigen Silbergehalt zu erzeugen. Dieses Mischkonzentrat würde als Abnehmer eine auf die Verarbeitung von Mischkonzentraten eingerichtete Kupferhütte finden. Die voraussichtliche Zusammensetzung des Mischkonzentrates wäre annähernd: 20 % Cu, 12 % Pb, 450 g Ag/t.

Somit wäre also der Kupferinhalt weitgehend, der Pb- bzw. Ag-Inhalt in einem beschränkten Umfang, der Zinkinhalt der Lagerstätte aber nicht nutzbar.

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

1.3. Roherzbewertung

Auf der Grundlage von international gebräuchlichen Vergütungssätzen für die Wertstoffinhalte des Cu/Pb-Mischkonzentrates und unter Berücksichtigung von Verhüttungs-Grundkosten, Strafabzügen für Schadstoffgehalte und Frachtkosten bis zu einer auf die Verarbeitung von Mischkonzentraten eingerichteten Kupferhütte, weiters nach Abschätzung der Aufbereitungskosten unter Zugrundelegung einer Abschreibungsdauer von 15 Jahren und unter Annahme einer Mindestförderung von 600 t Roherz pro Betriebstag wurde der "anlegbare Preis des Roherzes" für den Fall einer der untersuchten Probe entsprechenden Zusammensetzung zu öS 165,-- im Bezugsjahr 1976 errechnet.

1.4. Schlußfolgerungen

Trifft man die Vereinbarung, daß von weiteren geowissenschaftlich-geotechnischen und aufbereitungstechnischen Untersuchungen der Lagerstätte abzuraten ist, wenn zum jetzigen Zeitpunkt bzw. in absehbarer Zeit keine Chancen für eine zumindest kostentragende Nutzung der Lagerstätte gesehen werden, so ergeben sich auf Grund der aufbereitungstechnischen Untersuchung folgende Schlußfolgerungen:

Weitere geowissenschaftliche, geotechnische und aufbereitungstechnische Untersuchungen sind - soweit sie mit einer künftigen wirtschaftlichen Nutzung der Lagerstätte WALCHEN motiviert werden - nur dann gerechtfertigt,

- wenn der Gewinnungsbergmann unter Berücksichtigung der genannten Randbedingungen bezüglich Abschreibungsdauer, täglicher Mindestförderung und spezifischem Gewicht des Roherzes, sowie unter Berücksichtigung einer vom Montangeologen zu gebenden Schilderung der allgemeinen geologischen Situation und des Lagerstättentyps (Verweis auf Analogfälle!) zu der Auffassung gelangt, daß die Kosten der bergmännischen Gewinnung des Roherzes den obengenannten "anlegbaren

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Preis des Roherzes" nicht oder nicht wesentlich überschreiten

und (logische Konjunktion!)

- wenn die Aussprache zwischen dem Montangeologen und dem Gewinnungsbergmann zu dem Schluß führt, daß ein geotechnischer Lagerstättenvorrat von $\geq$ 2.7 Mill. t Roherz mit $\geq$ 1.6 % Cu möglich, jedenfalls aber nicht ausgeschlossen ist

oder (logische Disjunktion!)

- wenn die Kosten der bergmännischen Gewinnung des Roherzes den obengenannten Wert des "anlegbaren Preises des Roherzes" übersteigen, der Montangeologe es aber für möglich oder jedenfalls nicht für ausgeschlossen hält, daß die Lagerstätte einen Roherzvorrat von $\geq$ 3 Mill. t mit einem Kupfergehalt G enthält, für den im konkreten Fall gilt: $G\ \% = 0.71 + B/184$. Für B ist der vom Gewinnungsbergmann unter Berücksichtigung der genannten Randbedingungen (siehe oben) zu nennende Schätzwert der bergmännischen Gewinnungskosten pro Tonne Roherz einzusetzen.

1.5. Ausblick

Soll also im Sinne der Zielsetzungen der Arbeitsgemeinschaft vorgegangen werden, so wäre nun der vorliegende Bericht einer geowissenschaftlich-geotechnischen Arbeitsgruppe zur Stellungnahme zu übermitteln.

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

2. Organisatorische Angaben

2.1. Projekttitel:

Aufbereitungstechnische Untersuchung von Roherzproben aus der Sulfidlagerstätte WALCHEN bei Öblarn

2.2. Auftraggeber und Kostenträger:

Arbeitsgemeinschaft "Steirische Rohstoffreserven"

Federführender: o.Prof. Dr.phil. F. WEBER
Institut für Angewandte Geophysik
Montanuniversität Leoben

2.3. Durchführungsbeschluß:

In der Sitzung der Arbeitsgemeinschaft am 25.6.1974.

2.4. Finanzierung des Forschungsprojektes:

Die im Rahmen der oben genannten Arbeitsgemeinschaft durchgeführten Untersuchungen wurden zur Gänze von der Steirischen Landesregierung finanziert. Für das vorliegende Forschungsprojekt wurde im Rahmen der Sitzung der Arbeitsgemeinschaft am 25.6.1974 ein Kostenrahmen von S 85 000,-- genehmigt.

2.5. Forschungsstätte:

Die im vorliegenden Bericht beschriebenen aufbereitungstechnischen Untersuchungen wurden am Institut für Aufbereitung und Veredlung der Montanuniversität Leoben durchgeführt. Die Durchführung der chemischen Analysen wurde vom Institut für Allgemeine und Analytische Chemie an der Montanuniversität Leoben (Vorstand: o.Prof. Dr.techn. H. ZITTER) übernommen.

2.6. Projektleiter:

o.Prof. Dipl.Ing. Dr.mont. H.J. STEINER
Institut für Aufbereitung und Veredlung
Montanuniversität Leoben

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

2.7. Mitarbeiter:

Außer dem Projektleiter waren an der Durchführung des Forschungsprojektes folgende Herren beteiligt: Dipl.Ing. E. Tsiontsis als Vertragsassistent für einen Zeitraum von 3 Monaten, weiters die Universitätsassistenten am Institut für Aufbereitung und Veredlung: Dipl.Ing. Dr.mont. H. Kolb, Dipl.Ing. P. Wichert, Dipl.Ing. E. Schenk.

2.8. Zeitraum der Untersuchungen:

Nach dem Erhalt der Proben wurden die experimentellen Untersuchungen im Zeitraum Januar 1975 bis November 1976 durchgeführt. Der Untersuchungsbericht wurde dem Federführenden der Arbeitsgemeinschaft am 7.2.1977 übermittelt. Personell bedingt wurde der vorgesehene Bearbeitungszeitraum um ca. 1 Jahr überschritten.

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

3. Wissenschaftlicher Teil

3.1. Motivation zur Untersuchung

Nach älteren Berichten wurde im 17. Jhdt. in der Walchen bei Öblarn ein Kupferbergbau betrieben, der vermutlich wegen Erschöpfung der kupferreichen Lagerstättenpartien im Jahre 1840 zum Erliegen kam. Später wurden in der Zeit von 1892 bis 1924 jährlich ca. 6000 t Sulfiderz abgebaut, allerdings nicht zum Zwecke der Kupfergewinnung, sondern zur Gewinnung von Schwefelkies-Derberz, das in der Zellstoffindustrie zur Erzeugung von Sulfitlauge verwendet wurde. Zwischen 1940 und 1945 wurden die Möglichkeiten einer Reaktivierung der Lagerstätte als Kupfererzbergbau untersucht, ohne daß es zu einer Realisierung dieser Pläne kam. Kurz nach Beendigung des zweiten Weltkrieges stand wieder der Gedanke einer Schwefelkiesgewinnung für die Zellstoffindustrie im Vordergrund, doch war auch diesen Bemühungen nur ein kurzzeitiger Erfolg beschieden.

Zweifellos kann heute und auch in einem absehbaren Zeitraum der Schwefelinhalt der Lagerstätte kein ernsthaftes Motiv für weitere geowissenschaftliche oder geotechnische Bemühungen unter der Devise einer künftigen wirtschaftlichen Lagerstättennutzung darstellen. Mit dieser Feststellung bleibt aber noch die Frage unbeantwortet, ob die im Roherz enthaltenen Wertstoffe Kupfer, Blei und Zink bzw. Silber eine Berechtigung für erneute geowissenschaftlich-geotechnische Anstrengungen abgeben könnten oder nicht. Da diese Frage nicht auf Grund chemischer oder mineralogischer Analysen beantwortet werden kann, ist zunächst der Aufbereiter zu einer Stellungnahme aufgerufen.

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

3.2. Zielsetzung der Untersuchung

Im Sinne der obigen Ausführungen sollten nun aufbereitungstechnische Laboruntersuchungen eine Auskunft darüber geben, ob es prinzipiell möglich oder ob es ausgeschlossen ist, aus dem Roherz der Sulfidlagerstätte Walchen bei Öblarn marktfähige Buntmetallkonzentrate zu erzeugen, wobei gleichzeitig die Frage nach dem möglichen Ausmaß einer Nutzung der Edelmetallgehalte im Raum steht. Da auf Grund des allgemeinen Erzcharakters als Aufbereitungsverfahren nur die Flotation in Betracht kommt, kann die Zielsetzung auf die Untersuchung der flotativen Möglichkeiten zur Gewinnung von Buntmetallkonzentraten bzw. auf die Untersuchung des damit verbundenen Ausmaßes einer Nutzung des Silbergehaltes eingeengt werden.

3.3. Methodische Aufgabenstellung

3.3.1. Zielgrößen

Nach Formulierung der übergeordneten Zielsetzung ist nun zu präzisieren, welche Einzelinformationen zur Beantwortung der gestellten Fragen erforderlich sind.

Betrachtet man - von chemischen Durchschnittsanalysen des Roherzes ausgehend - zunächst die Frage einer Nutzbarmachung der Kupfer-, Blei- und Zinkgehalte, so führen der polymetallische Charakter des Roherzes und sein Arsen- und Antimongehalt zu dem Schluß, daß die Frage des aufbereitungstechnisch relevanten Mineralbestandes besondere Aufmerksamkeit verdient. Weiters zeigt bereits eine flüchtige Untersuchung von gröberen Bruchstücken des Roherzes unter dem Binokular, daß es sich um ein sehr eng verwachsenes Erz handelt. Das Aufschlußproblem (d.h. die Frage der Freilegung der Mineralkomponenten durch Zerkleinerung in einem für die stoffliche Trennung notwendigen Ausmaß) verlangt daher ebenfalls eine eingehende Bearbeitung. Da "Aufschließen" die Überwindung der Verwachsung durch Zerkleinerung bedeutet, gliedert sich das Aufschlußproblem in die Problemkreise

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

"Verwachsungsanalyse" und "Zerkleinerungsverhalten". Bei der Untersuchung des Zerkleinerungsverhaltens liegen die Schwerpunkte in der Feststellung der Bruchcharakteristik und in der Ermittlung des Zerkleinerungswiderstandes. Der Frage des Zerkleinerungswiderstandes kommt insofern eine erhebliche Bedeutung zu, als dieser wegen des hohen Pyritanteils als relativ hoch einzuschätzen ist und angesichts der engen Verwachsung bzw. der damit verbundenen Forderung nach einer weitgehenden Mahlung des Roherzes zu einem maßgeblichen Kostenfaktor einer technischen Aufbereitung wird. Wegen der bereits nach einer flüchtigen Untersuchung möglichen Einordnung des Roherzes unter die sogenannten "Komplexerze" muß man auch annehmen, daß die Frage des Flotationsmilieus und des Reagenzienregimes nicht problemlos sein wird. Dabei wird es vor allem auf eine flotative Beherrschung des hohen Pyritanteils ankommen. Es müssen daher geeignete Flotationsbedingungen gefunden werden, die das Eindringen des Pyrits in das Schaumprodukt auf ein Mindestmaß beschränken.

Da die Edelmetallführung bei diesem Erztyp in der Regel an bestimmte Mineralphasen gebunden ist, wird sich die Frage nach der Nutzbarmachung der Edelmetallgehalte durch Korrelations- bzw. Regressionsanalysen der Ag-Gehalte mit den chemischen Standard-Analysenwerten aufbereitungstechnisch differenzierter Produkte beantworten lassen.

3.3.2. Beschrittener Weg der Informationsgewinnung

Um die Untersuchung rationell zu gestalten, wurden die gesuchten Informationen nicht in der in Abschnitt 3.3.1. skizzierten systematischen Reihenfolge gewonnen, sondern soweit als möglich aus integrierten Versuchsreihen abgeleitet. So wurde z.B. das Bild über den Mineralbestand nicht durch eine Untersuchung der Roherzprobe, sondern durch eine Untersuchung von Siebfraktionen aus den Trennprodukten der Flotationsversuche vervollständigt. Auf eine quantitative Mineralbestandsanalyse mußte allerdings aus Zeitgründen verzichtet werden.

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Soweit es die Verwachsungsanalyse anbelangt, ist zum jetzigen Zeitpunkt das Ziel nicht eine vollständige Beschreibung der Verwachsungsverhältnisse, sondern die Gewinnung eines Einblicks in die Aufschlußkinetik. Auch hier erfolgten aus Rationalisierungsgründen die Untersuchungen nicht an Siebfraktionen des Roherzes, sondern an Siebfraktionen eines hiefür besonders geeignet erscheinenden Flotationsproduktes, und zwar des Cleaner-Schaumproduktes vom Flotationsversuch Nr. 5.

Die gesuchten Informationen über die Bruchcharakteristik und den Zerkleinerungswiderstand des Erzes wurden aus jenen Mahlversuchen abgeleitet, die im Zusammenhang mit der Durchführung der Flotationsversuche erforderlich waren.

Zur Auffindung geeigneter Milieuwerte und Reagenzien für die flotative Trennung wurden zunächst mehrere Vorversuche durchgeführt, von denen die Flotationsversuche Nr. 1 und 2 als Tastversuche angesehen werden können. Auf Grund der Ergebnisse der Tastversuche Nr. 1 und 2 und der weiteren Vorversuche Nr. 3 und 4 wurden die Milieuwerte und das Reagenzienregime (Art, Dosierung und Verteilung der Reagenzien) bzw. die allgemeinen Flotationsbedingungen wie die Abstufung der Belüftung für den Flotationsversuch Nr. 5 gewählt, der als der eigentliche Hauptversuch aufzufassen ist.

Zur Durchführung der im Zusammenhang mit der Untersuchung der Edelmetallfrage notwendigen dokimastischen Analysen auf Silber (Ausführung durch die Kupferbergbau Mitterberg GmbH) waren die bei den Flotationsversuchsserien 3 - 5 angefallenen Probenmengen zu gering. Zur Gewinnung größerer Probenmengen für eine Analyse auf Silber in Kombination mit Cu, Pb, Zn und Fe wurde daher noch eine weitere Flotationsversuchsserie Nr. 6 durchgeführt. Die Ergebnisse dieses Versuches sind wegen einer durch längere Lagerung der Probe eingetretene Zustandsänderung der Mineraloberfläche zwar von

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

keiner besonderen Aussagekraft für die flotative Trennung, ermöglichen jedoch eine hinreichend genaue Aussage über die mineralogische bzw. aufbereitungstechnisch relevante Zuordnung des Silbergehaltes.

4. Probenbeschreibung

Die Proben stammen aus einer von der Mitterberger Kupferbergbau GmbH im Jahre 1974 durchgeführten Aufsammlung.

Bei der Probe mit der Institutsnummer 2201 handelt es sich um kleinere Bruchstücke bis faustgroße Handstücke, offenbar aus einer Schlitzprobennahme. Diese Probe stand in einer Menge von ca. 6 kg zur Verfügung. Aus der Rückrechnung über die Trennversuche ergaben sich folgende chemische Analysenwerte: 1.61 % Cu, 1.5 % Pb, 1.64 % Zn, 31.9% Fe. Mit dieser Probe wurden die Mahlversuche, die Flotationsversuche Nr. 1 bis 5 und die Verwachsungsuntersuchungen durchgeführt.

Die zweite Probe erhielt die Institutsnummer 2203 und wurde von der Mitterberger Kupferbergbau GmbH bereits als Mahlprodukt einer Trockenmahlung (< ca. 300 µm) in einer Menge von 7.5 kg zur Verfügung gestellt. Dieses Muster wurde für die Gewinnung von Analysenprodukten für die Klärung der Edelmetallfrage eingesetzt.

5. Überblick über den Gang der Untersuchung

5.1. Vorzerkleinerung und Mahlung

Zur Vergleichmäßigung des oberen Korngrößenniveaus wurde das Eingangsmuster Nr. 2201 zuerst mit dem Backenbrecher bei maximaler Spaltweiten-Einstellung vorzerkleinert. Anschließend wurde die Probe durch Absiebung und mehrmaliger Nachzerkleinerung des Siebüberlaufes bei engster Spaltweiten-Einstellung des Backenbrechers auf < 6 mm gebrochen.

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html -www.zobodat.at

Aus dem Zerkleinerungsprodukt der Brechung wurden die Teilproben für die Mahl- und Flotationsversuche entnommen. Die Mahlung erfolgt jeweils unmittelbar vor dem Flotationsversuch. Die Flotationsaufgabeprodukte wurden durch chargenweise Trockenmahlung (Flotationsversuch Nr. 1) bzw. chargenweise Naßmahlung (Flotationsversuche Nr. 2 bis 5) auf ca. 95 Gew% < 100 µm zerkleinert. Ab dem Flotationsversuch Nr. 3 wurde zum Drücken des Pyritanteils bereits bei der Mahlung CaO in der weiter unten angegebenen Menge zugesetzt.

Die Probe Nr. 2203 wurde bereits in der Körnung < 300 µm angeliefert. Da zu befürchten war, daß durch die mehrwöchige Lagerung der trocken gemahlenen Probe eine ungünstige Änderung der Mineraloberflächen eingetreten war, wurde diese Probe unmittelbar vor der Flotation noch einer Naßmahlung (Kugelmühle 400 mm Ø) unter Zusatz von CaO unterworfen. Wie aber die Ergebnisse des Flotationsversuches Nr. 6 zeigen, konnte diese Nachmahlung nicht mehr den Einfluß der bereits eingetretenen Oxydation der Probe ausgleichen.

5.2. Flotationsversuche

Die Flotationsversuche erfolgten mit dem DENVER-Laborversuchsapparat, wobei sich die Zellengröße nach der jeweils eingesetzten Probemenge richtete. Bei den Flotationsversuchen wurde generell folgender Verfahrensgang angestrebt: Auf eine Cu/Pb-Rougherstufe zur Kollektivflotation von Kupferkies und Bleiglanz folgte jeweils nach Änderung der Milieubedingungen ein Versuch zur Gewinnung eines Zinkproduktes aus dem Rückstand der Rougherstufe. Nach Absenkung des pH-Wertes und erneutem Sammlerzusatz wurde der Rückstand der Zinkstufe mit dem Ziel einer Gewinnung des Pyrits bzw. der restlichen Sulfidanteile nachflotiert. Der Zweck der Pyritstufe lag nicht in einer Untersuchung der Möglichkeiten einer unter den heutigen Bedingungen wirtschaftlich uninteressanten Pyritgewinnung, sondern in der Feststellung der erreichbaren

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

unteren Grenzwerte bezüglich des Cu- und Pb-Ausbringens. Das Schaumprodukt der Rougherstufe wurde in ein Kupferprodukt und in ein Bleiprodukt zu trennen versucht. Das Versuchsschema ist aus den Abb. 6 - 8 ersichtlich.

In den Ergebnissen der Vorversuche kommt die Bedeutung des pH-Wertes für den Trennerfolg in der Kupferflotation deutlich zum Ausdruck. Es zeigte sich, daß im vorliegenden Fall eine Selektivität der Kupferkiesflotation gegenüber der Pyritflotation nur dann gegeben war, wenn der pH-Wert auf ca. 11.3 eingestellt wurde. Die Abhängigkeit des Gewichtsausbringens an Schaumprodukt vom pH-Wert geht tendenzmäßig aus Abb. 5 hervor. Wegen der Bedeutung einer exakten pH-Einstellung wurde diese schrittweise vorgenommen und die Abhängigkeit zwischen CaO-Verbrauch und pH-Wert in Form von Titrationskurven festgehalten. Siehe Abb. 4.

5.3. Analyse der Trennprodukte

5.3.1. Chemische Analysen und ihre Auswertung

Bei den Flotationsversuchen Nr. 1 und 2 wurde auf eine chemische Analyse der Trennprodukte verzichtet und nur die Massenbilanz festgehalten.

Die Trennprodukte der Flotationsversuche Nr. 2 bis 5 wurden chemisch auf Cu, Pb, Zn und Fe analysiert. Die Trennprodukte des Flotationsversuches Nr. 6 wurden zusätzlich noch auf Ag analysiert.

Um auch einen Einblick in die Korngrößenabhängigkeit der Trennung zu erhalten, wurden die Trennprodukte des Flotationsversuches Nr. 5 in Siebfraktionen zerlegt und die Siebfraktionen - soweit es die angefallenen Probenmengen zuließen - getrennt auf Cu, Pb, Zn und Fe analysiert. Die wegen der notwendigen Probemenge z.T. erforderliche Zusammenfassung von Siebfraktionen zu Analysenproben ist in Zahlentafel 15 festgehalten.

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Die Bilanzierung der Trennungsergebnisse erfolgt in der gewohnten Weise. Siehe Zahlentafeln 13, 14, 16, 23 und Abb. 6 - 9.

5.3.2. Physikalische Analysen

Der Flotationsrückstand R 4 der Flotationsversuchsserie Nr. 3 wurde mittels der DAVIS-TUBE bei einer Erregerstromstärke von 2 A magnetgeschieden. Die Ergebnisse der Magnetscheidung sind in Zahlentafel 13 festgehalten.

Der Flotationsrückstand R 4 der Flotationsversuchsserie Nr. 5 wurde mittels der Sachse und dem Sichertrog in ein Schwergut und ein Leichtgut zum Zwecke der Anschliffherstellung fraktioniert. Zuordnung der Anschliff-Nummern siehe Zahlentafel 22.

5.3.3. Mikroskopische Untersuchungen

Neben der routinemäßigen qualitativen Beurteilung von Streupräparaten unter dem Binokular wurden mit dem Auflichtmikroskop auch ausgedehnte Untersuchungen von Körneranschliffen durchgeführt. Die Körneranschliffe wurden von einzelnen Siebfraktionen der besonders wichtigen Trennprodukte angefertigt. Die Zuordnung von Produkten und Anschliffnummern ist aus den Zahlentafeln 26 - 30 ersichtlich.

Die Körneranschliffe dienten einerseits zur Vervollständigung der Liste des Mineralbestandes und andererseits zur Verwachsungsuntersuchung. Nach einer qualitativen Beurteilung aller Körneranschliffe wurden die Anschliffe Nr. 308, 309, 310 und 313 (die alle von der Flotationsversuchsserie Nr. 5 stammen) quantitativ ausgewertet.

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Die Zuordnung zwischen Schliffnummer und Produkt bzw. Korngröße lautet wie folgt:

Produkt	Kornklasse /um	Anschliff Nr.
Schaumprodukt S 5 der Cleanerstufe	100/63	308
	63/40	309
	40/32	310
Rückstand der Cleanerstufe	63/40	313

Bei der quantitativen Auswertung wurde zwischen den flotationsrelevanten Mineralphasen Kupferkies, Pyrit, Bleiglanz, Zinkblende und Magnetkies bzw. Kupferindig unterschieden.

Je nach der stofflichen Zusammensetzung der Partikel-Querschnitte in den Anschliffen wurde zwischen freien (phasenhomogenen) Körnern, Zweiphasen-Verwachsungen und Dreiphasen-Verwachsungen bzw. Mehrphasen-Verwachsungen differenziert. Die Zweiphasen-Verwachsungen zwischen Kupferkies und Pyrit, zwischen Kupferkies und Gangart und zwischen Kupferkies und Zinkblende wurden in je vier Verwachsungsklassen mit Kupferkies-Grenzgehalten von 100/75 %, 75/50 %, 50/5 %, 5/0 % eingeteilt, so daß auch die mittleren Mineralgehalte dieser Phasenkombination berechnet werden konnten. Von jedem Schliff wurden jeweils einige hundert Körner klassifiziert. Die Ergebnisse dieser Untersuchungen sind in den Zahlentafeln 31 - 35 festgehalten.

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vällberichte.html www.zobodat.at

6. Nähere Beschreibung einzelner Untersuchungen

6.1. Zerkleinerung

Die Vorzerkleinerung erfolgte durch die bereits beschriebene Kombination von Zerkleinerung mit dem Backenbrecher und Absiebung bis zu einem Korngrößenkennwert k_{80} des Zerkleinerungsproduktes von 3.5 mm. Die Siebanalyse des Zerkleinerungsproduktes ist in Zahlentafel 1 angegeben. Das Schüttgewicht des Zerkleinerungsproduktes beträgt bei loser Schüttung 2.1 g/cm^3 und im gerüttelten Zustand 2.4 g/cm^3. Da die Feststoffdichte 3.73 g/cm^3 beträgt, entspricht dies einem Porenvolumen von 44 Vol% bei loser Schüttung bzw. 36 Vol% im gerüttelten Zustand.

Mahlung mit der Stabmühle:

Allgemeine Bedingungen:

Mühle: 150 Ø x 300 mm (Innenmaße)
Drehzahl der Mühle: 61 UpM
Mahlkörper: 9 Stäbe mit einem Gesamtgewicht von 8.52 kg
Mahlgutcharge: 500 g entsprechend 208 cm^3 gerütteltes Schüttgut
Nettoleistungsaufnahme der Mühle: ca. 28 Watt (Erfahrungswert)

Art der Mahlung: Chargenmahlung (naß bzw. trocken)

Versuchsübersicht und Teilergebnisse

Randbedingungen	Nr. des anschließenden Flotationsversuches	spezifische Mahldauer min/kg	Korngrößenkennwert k_{80} des Mahlproduktes
Trockenmahlung	1	50	90
Naßmahlung 70 Gew% Feststoff	2	40	80
	5	40	72

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Wie schon erwähnt, betrug der Korngrößenkennwert k_{80} der Mühlenaufgabe 3.5 mm. Die Siebanalysen der Mühlenaufgabe und der Mahlprodukte der Naßmahlung sind aus den Zahlentafeln 1 bzw. 2 und aus Abb. 1 ersichtlich.

6.2. Flotationsversuche

Flotationsversuch Nr. 1

Nach einer chargenweisen Trockenmahlung auf einen Korngrößenkennwert k_{80} des Mahlproduktes von 90 µm wurde in der 1.15-l-Zelle nach einer pH-Einstellung mit CaO auf pH 9.7 (siehe Titrationskurve Abb. 4) flotiert. Während die erste Sammlerzugabe (Kaliumamylxanthat: 27 g/t) einen nach dem Augenschein guten Kupferkiesschaum ergab, begann nach einer weiteren Sammlerzugabe von 27 g/t der Pyrit exzessiv zu flotieren. Die mangelnde Selektivität der Trennung kommt auch in einem Schaumprodukt-Gewichtsausbringen von 43.5 % zum Ausdruck. Auf eine chemische Analyse der Produkte wurde daher verzichtet.

Flotationsversuch Nr. 2

Die Mahlung erfolgte naß bei 70 Gew% Feststoff auf k_{80} = 80 µm unter Zusatz von CaO (1 kg/t).

Die Flotation erfolgte in der 1.15-l-Zelle bei einem Feststoffeinsatz von 500 g.

In der Kupferstufe wurde zunächst der pH-Wert mit CaO auf 10.8 eingestellt. An Reagenzien wurde Kaliumamylxanthat (60 g/t), Pine-Öl (1/2 Tropfen) und Cyanamid-Frother 65 (1/4 Tropfen) zugesetzt. Die Flotationszeit war 12.5 min, der Luftverbrauch 44 l. Dies entspricht einer mittleren Belüftungsintensität von 28.9 cm^3/cm^2,min. Der pH-Wert sank im Laufe des Versuches auf 9.5 ab.

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

In der Zinkstufe wurde an Reagenzien zugesetzt: CaO bis pH 10.0, Kupfersulfat (20 g/t), Kaliumamylxanthat (30 g/t). Die Flotationszeit war 8 min und der Luftverbrauch 18 l. Dies entspricht einer mittleren Belüftungsintensität von 18.4 cm^3/cm^2,min.

In der Pyritstufe wurde nur Kaliumamylxanthat (100 g/t) zugegeben. Auf eine pH-Einstellung wurde verzichtet. Die Flotationszeit betrug 7 min.

Auf eine chemische Analyse der Trennprodukte wurde verzichtet. Die Massenbilanz und die Ergebnisse der Siebfraktionierung der Trennprodukte ist aus Zahlentafel 12 ersichtlich. Von einigen Siebfraktionen der Flotationsprodukte wurden Anschliffe hergestellt. Die Zuordnung von Anschliff-Nr. und Produkt-Nr. ist aus Zahlentafel 27 ersichtlich.

Flotationsversuche Nr. 3 bis 6

Die detaillierten Angaben zu diesen Flotationsversuchen finden sich in den Flotationsprotokollen. Siehe Zahlentafeln 3 - 11.

Die Metallbilanzen sind aus den Zahlentafeln 13, 14, 16 und 23 ersichtlich. Die Zuordnung zwischen den Produkt-Nummern und den Anschliff-Nummern findet sich in den Zahlentafeln 27, 28. Versuchsschema und Trennungsergebnisse sind auch in den Abb. 6 - 9 dargestellt.

7. Interpretation der Versuchsergebnisse

7.1. Mineralbestand

Im Rahmen der Durchmusterung der Körneranschliffe, die von verschiedenen Siebfraktionen der Trennprodukte der Flotationsversuche Nr. 1 bis 6 hergestellt wurden, konnte der Großteil der in der Literatur (1),(2) über die Lagerstätte WALCHEN bereits beschriebenen Mineralien beobachtet werden. Neu festgestellt wurden im Rahmen dieser Untersuchung die Minerale

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Kupferindig, Kupferglanz und Zinnkies. Wie weiter unten im Abschnitt "Verwachsungsverhältnisse" näher ausgeführt wird, stellt gerade der Zinnkies trotz seines geringen Mengenanteils eine flotationsrelevante Einflußgröße dar. Für die Bestimmung bzw. Verifizierung der neufestgestellten Minerale sei an dieser Stelle Herrn em.o.Prof. Dr. O.M. FRIEDRICH herzlich gedankt.

Die Erzminerale Pyrit, Kupferkies, Arsenkies, Magnetkies, Bleiglanz, Zinkblende, Fahlerz, Antimonit, Pyrargyrit, Gutmundit, Valleriit sowie die Oxydationsminerale Limonit, Malachit, Azurit und die Gangartminerale Kalzit, Siderit, Ankerit bzw. die Gangart-Gesteine Serizitquarzit und Serizitschiefer sind aus der Literatur bereits bekannt. Von O.M. FRIEDRICH wurden auch Bournonit, Tetraedrit und gediegen Silber festgestellt.

Literatur: 1) FRIEDRICH, O.M.
Die Erzminerale der Steiermark

2) UNGER, H.J.
Der Schwefel- und Kupferkiesbergbau in der Walchen bei Öblarn
Archiv für Lagerstättenforschung in den Ostalpen VII (1968), S. 2/50

7.2. Verwachsungsverhältnisse

Bereits der Umstand, daß die flotativen Trennungsergebnisse trotz weitgehender Aufmahlung ($k_{80} < 90$ µm) und trotz sorgfältiger Wahl der Flotationsbedingungen relativ unbefriedigend geblieben sind, läßt auf eine enge Verwachsung der Roherzkomponenten schließen. Eine qualitative Beurteilung der Körneranschliffe von den Siebfraktionen der verschiedenen Flotationsprodukte zeigt deutlich, daß es tatsächlich in erster Linie die Verwachsungsverhältnisse sind, die einer Erreichung von entscheidend besseren Trennungsergebnissen entgegenstehen. Die quantitativen Verwachsungsuntersuchungen

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

an den Siebfraktionen des Cleaner-Schaumproduktes vom Flotationsversuch Nr. 5 zeigen das Verwachsungsproblem in seiner ganzen Schwierigkeit. So liegt z.B. im Anschliff-Nr. 310 der Aufschlußgrad für Kupferkies nur bei 68 %, obwohl es sich hier um ein nachgereinigtes Schaumprodukt handelt und obwohl auch das Korngrößenniveau (40/32 µm) bereits sehr niedrig liegt. Bei der Beurteilung von mikroskopisch festgestellten Aufschlußgraden ist noch zu berücksichtigen, daß die mikroskopische Verwachsungsanalyse immer nur ein verzerrtes (2-dimensionales!) Bild der tatsächlichen (3-dimensionalen!) Verwachsungsverhältnisse liefert. Auf Grund der Anschnittstatistik, die auch bei verwachsenen Körnern zu phasenhomogenen Partikelquerschnitten führen kann, zeichnet die mikroskopische Verwachsungsanalyse ein günstigeres Bild der Verwachsungsverhältnisse, als es der Wirklichkeit entspricht. Der genannte Aufschlußgrad darf daher nur als ein oberer Grenzwert verstanden werden.

Freier Bleiglanz ist in den Körneranschliffen kaum zu finden. Es ist daher auch verständlich, daß die Bemühungen zur Erzeugung eines gesonderten Bleikonzentrates mit wirtschaftlich interessanten Qualitätsmerkmalen erfolglos blieben.

Bei der Suche nach den Ursachen für das zunächst schwer verständliche flotative Einschleppen von Zinkblende in das Kupferkieskonzentrat wurde im Rahmen der Verwachsungsanalyse festgestellt, daß die bei Verwendung von Trockenobjektiven als "frei" (phasenhomogen) angesprochenen und auch in der Phasen-Zuordnungsmatrix als solche ausgewiesenen Zinkblendekörner ausnahmslos mit Zinnkies (Entmischungen?) verwachsen sind. Die Zinnkieseinschlüsse werden nur bei Verwendung von Ölimmersionsobjektiven erkennbar. Sie liegen in der Größenordnung von wenigen Mikrometern und müssen daher als aufbereitungstechnisch unaufschließbar bezeichnet werden. Das Einschleppen von Zinkblende in das Kupferkieskonzentrat ist nun verständlich: Die Zinkblendekörner erreichen in der

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Kupferstufe auf Grund des Kupfergehaltes ihrer Zinnkies-einschlüsse eine Flotationsaktivität, die an die Flotations-aktivität von freien Kupferkieskörnern bzw. Kupferkies-verwachsungen heranreicht.

Gewisse Schlußfolgerungen bezüglich der Verwachsungsverhält-nisse können auch aus der Magnetscheidung des Bergeproduktes von Flotationsversuch Nr. 3 gezogen werden. Wie die Umrechnung der chemischen Analysenwerte auf die mineralogische Zusammen-setzung bzw. wie auch die mikroskopische Untersuchung der Körneranschliffe zeigt, handelt es sich bei der magnetischen Fraktion um ein Magnetkiesprodukt mit einem hohen Anteil an Magnetkies bzw. Magnetkies-Verwachsungen. Wie eine vergleichende Betrachtung der Überführungszahlen (Verteilungsprozente) für Cu, Pb, Zn zeigt (Zahlentafel 37), ist in den Flotations-bergen die Verwachsung zwischen dem Magnetkies und den Blei- bzw. Zinkmineralen stärker als die Verwachsung des Magnet-kieses mit dem Kupferkies.

7.3. Bruchcharakteristik und Zerkleinerungswiderstand

Bezüglich der Bruchcharakteristik ist aus den Siebanalysen der verschiedenen Zerkleinerungsprodukte zu erkennen, daß im Körnungsbereich um ca. 1 mm eine deutliche Änderung der Bruch-charakteristik eintritt. Diese Änderung der Bruchcharakteristik ist im GGS-Netz an der im Korngrößenbereich um 1 mm gelegenen Änderung der Steigung der Summenverteilung erkennbar. Es liegt somit ein inhomogenes Zerkleinerungsverhalten vor, dessen Ursache derzeit nicht klar ist. Im Feinkornbereich liegt übrigens der Gleichmäßigkeitskoeffizient der Korngrößen-verteilung relativ niedrig (siehe Zahlentafeln 1, 2 und Abb. 1, 2, 3).

Zur Ermittlung eines Anhaltswertes für den Zerkleinerungs-widerstand können die Ergebnisse der jeweils vor den Flotations-versuchen durchgeführten chargenweisen Naßmahlung mit der Stabmühle herangezogen werden.

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html . www.zobodat.at

Der Korngrößenkennwert k_{80} der Mühlenaufgabe war bei allen Mahlversuchen 3500 µm. Aus den Siebanalysen der Mahlprodukte bzw. aus der Zusammenstellung in Abschnitt 6.1. ergibt sich, daß im Falle einer Naßmahlung eine Mahldauer T von 40 min/kg im Mittel ein Korngrößenkennwert k_{80} von 76 µm zugeordnet ist. Nimmt man den Korngrößenexponenten der Energieregistergleichung zu 0.5 an, so ergibt sich die Energieregister-Konstante $T = D \cdot \sqrt{k_{80}}$ zu 408 (T in min, k_{80} in µm).

Unter Berücksichtigung des Erfahrungswertes für die Nettoleistungsaufnahme der Mühle entspricht dies einem BOND-Work-Index von ca. 19 kWh/t. Dem gemäß wäre das Sulfiderz von Walchen als ein Rohgut mit hohem Zerkleinerungswiderstand zu bezeichnen. Unter Berücksichtigung der engen Verwachsung und der daraus resultierenden Forderung nach einer weitgehenden Aufmahlung ist daher mit relativ hohen Zerkleinerungskosten zu rechnen.

7.4. Flotationsverhalten

7.4.1. Oxydationsempfindlichkeit des Erzes

Die Trennungsergebnisse des Flotationsversuches Nr. 6, der mit einer längeren Zeit gelagerten Probe durchgeführt wurde, waren wesentlich schlechter als die Trennungsergebnisse des Flotationsversuches Nr. 5, der mit einer unmittelbar vor dem Flotationsversuch unter Kalkzusatz gemahlenen Probe durchgeführt wurde. Aus dem Vergleich der Trennungsergebnisse ist zu schließen, daß die Trennungsergebnisse in starkem Ausmaß von der Einwirkung von Luftsauerstoff auf das Roherz beeinträchtigt werden. Diese Situation ist zwar für hochpyritische Komplexerze nicht ungewöhnlich, müßte aber jedenfalls bei der Planung eines technischen Gewinnungsbetriebes berücksichtigt werden.

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

7.4.2. Kupferstufe

Wie die Ergebnisse der Tastversuche 1 und 2 zeigen und wie auch in den weiteren Flotationsversuchen noch deutlich zum Ausdruck kommt, ist die Selektivität in der Kupferflotation auch bei sorgfältigster Sammlerdosierung noch außerordentlich pH-abhängig. In Abb. 5 wurde versucht, den Einfluß des pH-Wertes auf das Gewichtsausbringen tendenzmäßig darzustellen. Es zeigte sich, daß eine einigermaßen befriedigende Selektivität der Kupferkies/Pyrit-Trennung erst bei einem pH-Wert $\geq$ 11 erreicht werden konnte. Zur pH-Einstellung wird CaO verwendet. Dabei erwies es sich als notwendig bzw. günstig, einen Teil der erforderlichen CaO-Gesamtmenge bereits bei der Mahlung zuzusetzen.

In diesem Zusammenhang ist anzumerken, daß ein pH-Wert $\geq$ 11 für eine Kupferstufe ein ungewöhnlich hoher Wert ist, den man im allgemeinen wegen der Gefahr von Kupferverlusten zu vermeiden trachtet. Es muß aber darauf hingewiesen werden, daß im vorliegenden Fall trotz des hohen pH-Wertes - der sonst im allgemeinen ein wirksames Mittel zur Passivierung des Pyrits darstellt - noch ein ungewöhnlich hoher Pyritanteil in das Schaumprodukt gezogen wurde. Der zu wählende pH-Wert wird also im vorliegenden Fall immer nur ein Kompromiß zwischen Ausbringen und Anreicherung sein.

Aus den Titrationskurven (siehe Abb. 4) ist auch zu ersehen, daß der zur Erreichung (und auch Aufrechterhaltung) eines pH-Wertes $\geq$ 11 erforderliche CaO-Verbrauch relativ hoch ist. Dies dürfte mit der Oxydationsneigung des Erzes und der damit verbundenen Bildung löslicher Salze in Beziehung stehen.

Es muß aber auch darauf hingewiesen werden, daß eine Selektivität in der Kupfer-Rougherstufe nur dann einigermaßen sichergestellt ist, wenn auch das Sammlerreagenz (bei den Versuchen: Kaliumamylxanthat) sehr vorsichtig dosiert und über die Flotationszeit verteilt zugegeben wird. (Methode der "Hungerflotation").

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

7.4.3. Nutzbarmachung des Bleiinhalts

Bezüglich einer Gewinnung des Bleiinhalts war der Leitgedanke, zuerst den Bleiglanz gemeinsam mit dem Kupferkies in einer oder in zwei Rougherstufen auszuschwimmen und anschließend mit der Kaliumbichromat-Methode eine Trennung des Vorkonzentrates in ein marktfähiges Kupferprodukt und ein marktfähiges Bleiprodukt zu vollziehen. Es kann vorweggenommen werden, daß dieses Ziel in den Versuchen nicht erreicht wurde. Ausbringensmäßig wurde dieses Ziel insofern nicht erreicht, als in den Rougherstufen nur maximal 35 % des Bleiinhalts der Frischaufgabe ausgebracht wurden.

In diesem Zusammenhang liegt der Gedanke nahe, daß der hohe (wegen der Flotationsneigung des Pyrits aus Selektivitätsgründen gewählte) pH-Wert $\geq$ 11 die Ursache für das schlechte Blei-Ausbringen in der Rougherstufe sein kann. Zu einem gewissen Teil dürfte diese Erklärung richtig sein. Es sollte allerdings nicht übersehen werden, daß auch nach der mit niedrigem pH-Wert gefahrenen Pyritstufe noch ein relativ hoher Anteil des Bleiinhalts der Aufgabe im Flotationsrückstand verblieb. Unter Mitberücksichtigung der Ergebnisse der Verwachsungsuntersuchung muß daher angenommen werden, daß die Verwachsung auch bezüglich des Bleiausbringens eine große Rolle spielt.

Die Versuche zur Trennung des Kupfer/Blei-Mischproduktes der Rougherstufe müssen praktisch als Fehlschläge gewertet werden. Der Grund hiefür ist - abgesehen vom Einfluß der Verwachsung - noch unklar. Man muß jedenfalls damit rechnen, daß technisch unter Umständen nur die Erzeugung eines Kupfer/Blei-Mischkonzentrates möglich sein würde. Der Gehalt des Mischkonzentrates könnte vermutlich auf ca. 20 % Cu und 12 % Pb bei einem Kupfergehalt der Aufgabe von ca. 1.6 % und bei einem Kupferausbringen von $\geq$ 80 % angehoben werden. Wegen des Vorhandenseins von Arsen und Antimonmineralien würde man wahrscheinlich auch mit einem Hüttenpönale für Arsen und Antimon rechnen müssen.

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

7.4.4. Nutzbarmachung des Zinkinhaltes

Nach den derzeitigen Versuchsergebnissen erscheint die Möglichkeit der Gewinnung eines marktfähigen Zinkkonzentrates nahezu ausgeschlossen. Auf die Verschleppung eines Teils des Zinkinhaltes der Aufgabe in das Kupferprodukt auf Grund von Zinnkiesentmischungen in der Zinkblende wurde bereits unter Punkt "Verwachsungsverhältnisse" hingewiesen. Im übrigen stehen der Gewinnung eines marktfähigen bzw. die Kosten einer Zinkflotation tragenden Zinkkonzentrates der niedrige Zinkgehalt der Aufgabe (< 1.7 %) sowie die überaus enge Verwachsung mit Pyrit entgegen. Der letztere Umstand kommt u.a. auch darin zum Ausdruck, daß in der eigentlichen Zinkstufe nur ca. 30 % des Zinkinhalts der Aufgabe in das Schaumprodukt gezogen wurden, in der Pyritstufe aber 40 - 55 % des Zinkinhalts der Aufgabe im Schaumprodukt ausgebracht wurden.

7.5. Edelmetallführung

Zur Gewinnung einer Vorstellung über die Möglichkeiten einer Nutzbarmachung der Edelmetallinhalte wurde eine eigene Flotationsversuchsserie (Nr. 6) durchgeführt. Der Umstand, daß die Ergebnisse dieses Versuches bezüglich einer Cu/Pb/Zn-Abtrennung auf Grund der durch längere Probenlagerung hervorgerufenen Oxydation des Roherzes relativ schlecht waren, mindert nicht den Wert des Versuches bezüglich der gesuchten Informationen bezüglich der Bindung des Silbers.

Die Trennprodukte des Flotationsversuches Nr. 6 wurden auf Silber und daneben auch noch auf Kupfer, Blei, Zink und Eisen analysiert. Graphische bzw. rechnerische Korrelationsversuche ergaben, daß nur zwischen dem Bleigehalt und dem Silbergehalt eine eindeutige korrelative Beziehung besteht, die durch eine lineare Regressionsgleichung wiedergegeben werden kann. Diese Regressionsgleichung lautet:

$$Ag\ (g/t) = 81.5 + 31.1 \cdot \%\ Pb$$

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Die Berechnung der Regressionsgeraden aus den Analysenwerten ist aus Zahlentafel 36 ersichtlich. Die Regressionsgerade ist in Abb. 10 dargestellt.

Auf Grund dieses Ergebnisses kann also angenommen werden, daß der Silbergehalt größtenteils an den Bleiglanz gebunden ist. In der Literatur zu findende Vermutungen bezüglich einer vorwiegenden Fahlerzbindung des Silbergehaltes werden durch den obigen Befund widerlegt.

Mit Hilfe der obigen Regressionsgleichung kann der Silbergehalt des voraussichtlich technisch erreichbaren Cu/Pb-Mischkonzentrates (20 % Cu, 12 % Pb) abgeschätzt werden: Der Silbergehalt wird bei ca. 450 g/t liegen. Er stellt also einen bei der Erlösrechnung durchaus ernstzunehmenden Faktor dar.

Im Rahmen dieser Untersuchung wurde auf eine Durchführung von Goldanalysen verzichtet, wofür einerseits die Kostenfrage und andererseits der Umstand maßgebend war, daß aus älteren Vollanalysen des Roherzes ein Ag/Au-Verhältnis von $\geq$ 100 (Maximalwert $\leq$ 200) errechnet werden kann. Mit dieser Feststellung tritt der Goldgehalt auch wertmäßig gegenüber dem Silbergehalt in den Hintergrund. Wertmäßig entspricht bei dem heutigen Preisverhältnis von Gold zu Silber ein Goldgehalt von 1 g/t einem Silbergehalt von 33 g/t ("Äquivalenter Silbergehalt"). Wenn man annimmt, daß der Goldgehalt nicht zur Gänze an den Pyrit, sondern auch an den Kupferkies gebunden ist, und wenn man gleichzeitig das im Roherz gefundene Silber/Gold-Verhältnis auf das Kupferkonzentrat überträgt, so würde der Goldinhalt etwa einen Beitrag von 16 - 33 % zu der für den Silberinhalt erzielbaren Vergütung leisten. Bei einer eingehenderen Untersuchung müßte aber unbedingt die Goldfrage mit dokimastischen Analysen verfolgt werden.

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

8. Auswertung der Ergebnisse mit wirtschaftlicher Blickrichtung

8.1. Erlösabschätzung

8.1.1. Gewichtsausbringen an Cu/Pb-Mischkonzentrat

Wenn man den Kupfergehalt der untersuchten Probe (1.6 % Cu) als repräsentativ für den Kupfergehalt der Lagerstätte ansieht, so würde das im Abschnitt 7.4.3. als technisch erreichbar festgestellte Trennungsergebnis (Cu/Pb-Mischkonzentrat mit 20 % Cu und einem Cu-Ausbringen $\geq$ 80 %) ein Gewichtsausbringen an Mischkonzentrat von $\geq$ 6.4 bedeuten.

8.1.2. Gutschriften, Lastschriften, Erlöse

Die Erlösabschätzung (zuerst pro t Konzentrat und dann pro t Roherz) wurde auf Grund von international gebräuchlichen Hüttenformeln durchgeführt. Die zunächst für das Bezugsjahr 1960 errechneten Werte wurden anschließend mit einem Preis-Kosten-Index auf das Bezugsjahr 1976 umgerechnet. Bezüglich der Frachtkosten für das Konzentrat wurde der Frachtweg zwischen Öblarn und einer im Ruhrgebiet gelegenen Kupferhütte eingesetzt, die auf die Verarbeitung von derartigen Kupfer/Blei-Mischkonzentraten eingerichtet ist.

Gutschriften (Bezugsjahr 1960)

Vergütung des Kupferinhaltes	US $	+ 114.-
Vergütung des Bleiinhaltes	US $	+ 9.-
Vergütung des Silberinhaltes	US $	+ 12.-
Vergütung des Goldinhaltes (20 % der Vergütung des Silberinhaltes	US $	+ 2.5

Lastschriften (Bezugsjahr 1960)

Strafabzüge für As, Sb	US $	- 5.0
Hüttenlohn	US $	- 13.8

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Zwischensaldo

Erlös pro t Mischkonzentrat loco Hütte ...	US $	+ 118.7
Frachtkosten im Bezugsjahr 1960	US $	- 16.0

Zwischensaldo

Erlös pro t Mischkonzentrat loco Bergbau .	US $	+ 102.7

Erlös pro t Roherz im Bezugsjahr 1960 (bei einem Masseausbringen an Mischkonzentrat von 6.4 %)	US $	6.57

Umrechnung auf das Bezugsjahr 1976

Erlös pro t Roherz im Bezugsjahr 1976	öS	295.--

8.2. Aufbereitungskosten

Auf Grund des nach Abschnitt 7.3. festgestellten Zerkleinerungswiderstandes und dem auf Grund der Verwachsungsanalysen zu fordernden Aufmahlungsgrad sowie auf Grund der Randbedingungen bzw. der Ergebnisse der Flotationsversuche wurden die Aufbereitungskosten pro t Roherz auf öS 130,-- im Bezugsjahr 1976 geschätzt. Der rechnerischen Abschätzung der Aufbereitungskosten wurde eine Abschreibungsdauer für technische Einrichtungen von 15 Jahren sowie ein Roherzdurchsatz von $\geqq$ 600 t/Betriebstag zugrundegelegt. Dies bedeutet zugleich die Annahme einer geotechnischen Erzreserve von $\geqq$ 2.7 Mill. t bei einem durchschnittlichen Kupfergehalt von $\geq$ 1.6 %.

8.3. Anlegbarer Preis des Roherzes

Aus dem pro t Roherz erzielbaren Erlös und von den pro t Roherz anfallenden Aufbereitungskosten ergibt sich als Differenz der "anlegbare Preis des Roherzes". Nach den obigen Berechnungen liegt er bei S 165.-- im Bezugsjahr 1976.

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Unter dem "anlegbaren Preis des Roherzes " sind die zulässigen Grenzkosten der bergmännischen Gewinnung zu verstehen. Soll die Nutzbarmachung der Lagerstätte nicht mit finanziellen Einbußen verbunden sein, so dürfen die auf die t Roherz bezogenen tatsächlichen Kosten der bergmännischen Gewinnung nicht den vom Aufbereiter errechneten anlegbaren Preis des Roherzes übersteigen.

Zur Fällung einer Entscheidung über die weitere Vorgangsweise ist nun eine Abschätzung der pro t Roherz tatsächlich zu erwartenden bergmännischen Gewinnungskosten erforderlich.

Die Kompetenz hiefür liegt ausschließlich beim Gewinnungsbergmann. Die weitere Vorgangsweise ist im Abschnitt 1 ("Zusammenfassung") skizziert.

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html, www.zobodat.at

Korngröße µm	Siebanalysee		Probe Nr.	Schliff Nr.
	F %	R %		
4000	8.19	8.19		
2000	52.60	60.79		
1000	16.62	77.41		
500	5.54	82.95	1	345
300	3.57	86.52	2	346
200	2.31	88.83	3	347
100	3.87	92.70	4	348
63	2.78	95.48	5	349
40	0.81	96.29	6	350
0	3.71	100.00	7	351

Siebanalyse der vorzerkleinerten Rohgutprobe Nr. 2201.

Verzeichnis der Probe-Nummern und Anschliff-Nummern der Sieb-fraktionen.

Zahlentafel 1

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Korngröße µm	Flotationsversuch Nr.							
	1		2		5		6	
	F %	R %	F %	R %	F %	R %	F %	R %
0.5								
0.3								
0.2	0.32	0.32						
0.1	15.15	15.47	8.89	8.89	3.93	3.93	10.75	10.75
0.063			26.32	35.21	27.32	31.25	24.34	35.09
0.040					28.53	59.78	11.52	46.61
0	84.53	100.00	64.79	100.00	40.72	100.00	53.39	100.00
k_{80}, µm	90		80		72		85	

Siebanalysen der Mahlprodukte für die Flotationsversuche Nr. 1, 2, 4, 6.

Zahlentafel 2

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Flotationsstufe (Verfahrensstufe)		Flot.-Zelle		Rührwerk		Herkunft des Stufenvorlaufs (Abkürzung gemäß der Tabelle)	Anzahl der Chargen	Feststoffgehalt im Stufenvorlauf Masse %
Nr.	Bezeichnung	Nennvolumen l	Oberfläche $= m^2$	Drehzahl UpM	Leistungsaufnahme Watt			
3/1	Rougher 1	1·15	122				1	≥ 33
3/2	Rougher 2						1	
3/3	Zn-Stufe						1	
3/4	Pyrit-Stufe						1	
3/5	Cleaner						1	
4/1	Rougher 1	3·7	217	1400			1	≥ 30
4/2	Rougher 2						1	
4/3	Zn-Stufe						1	
4/4	Pyrit-Stufe						1	
4/5	Cleaner	1·15	122				1	

Protokollblatt 1 der Flotationsversuche Nr. 3 und 4

Zahlentafel 3

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Flot. Stufe Nr.	Zeit			Belüftung					Schaumdecke	
	Konditionierung min.	Flotation min.		Luftverbrauch			Belüftungsintensität		Nennhöhe (Differenz Überlaufkante minus Trübeniveau mm	mittlere spezifische Schaumdeckenbelastung cm^3 Feststoff pro cm^2 Oberfl. u. min
		pro Stufe	Teilsumme	absolut l in der Stufe	spezifisch cm^3/cm^2 in der Stufe	spezifisch cm^3/cm^2 in Summe	oberflächenbezogen $cm^3/cm^2, min$	volumsbezogen $cm^3/cm^3, min$		
3/1		12		46·6			31·8			
3/2										
3/3				64·5						
3/4		8		90·9			93·1			
3/5										
4/1		10		57·3			26·4			
4/2		6		35·4			27·2			
4/3		10		41·7			19·2			
4/4										
4/5		8								

Protokollblatt 2 der Flotationsversuche Nr. 3 und 4.

Zahlentafel 4

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Flot. Stufe Nr.	Flotationsmilieu			Reagenzienregime					
	pH			Regulatoren			Sammler–Schäumer		
	zu Beginn	nach Einstellung mit pH-Regulator	am Ende	Bezeichnung Verwendungszweck	Verbrauch g/t, Bezugsprodukt Stufenvorlauf	Verbrauch g/t, Bezugsprodukt Frischaufgabe	Bezeichnung	Verbrauch g/t, Bezugsprodukt Stufenvorlauf	Verbrauch g/t, Bezugsprodukt Frischaufgabe
3/1	7·7	10·6	10·0	CaO			KAX		60
				KCN		56	FR 65		
3/2	10·0	10·65					KAX		10
							FR 65		
3/3		10·8	10·5	KCN		28	KAX		50
				$CuSO_4$		70			
3/4		5·8		H_2SO_4			KAX		120
3/5				$K_2Cr_2O_7$		80			
4/1	7·65	11·15	9·6	CaO			KAX		70
				KCN		45	FR 65		
4/2		10·9	9·8	CaO		1350	KAX		20
4/3		10·5	9·6	CaO		1350	KAX		40
				$CuSO_4$		80			
4/4	9·6	6·4		H_2SO_4		5000	KAX		120
4/5				$K_2Cr_2O_7$		160			

Protokollblatt 3 der Flotationsversuche Nr. 3 und 4.

Zahlentafel 5

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/fallberichte.html www.zobodat.at

Flotationsstufe (Verfahrensstufe)		Flot.-Zelle		Rührwerk		Herkunft des Stufenvorlaufs (Abkürzung gemäß der Tabelle)	Anzahl der Chargen	Feststoffgehalt im Stufenvorlauf Masse %
Nr.	Bezeichnung	Nennvolumen l	oberfläche cm^2	Drehzahl UpM	Leistungsaufnahme Watt			
5/1	Roughe 1	4.42	280				1	> 33
5/2	Roughe 2						1	
5/3	Zn-Stufe						1	
5/4	Pyrit-Stufe						1	
5/5	Cleane	1.15	122	1200			1	

Protokollblatt1des Flotationsversuches Nr. 5.

Zahlentafel 6

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Flot. Stufe Nr.	Zeit			Belüftung					Schaumdecke	
	Konditionierung min.	Flotation min.		Luftverbrauch			Belüftungsintensität		Nennhöhe (Differenz Überlaufkante minus Trübeniveau) mm	mittlere spezifische Schaumdeckenbelastung cm^3 Testgut pro cm^2 Oberfl. u. min
		pro Stufe	Teilsumme	absolut l in der Stufe	spezifisch cm^3/cm^2 in der Stufe	spezifisch cm^3/cm^2 in Summe	oberflächebezogen cm^3/cm^2, min	volumsbezogen cm^3/cm^3, min		
5/1		10		71			25·4			
5/2		8		59			26·3			
5/3		7		60			30·6			
5/4		4		75			29·8			
5/5										

Protokollblatt 2 des Flotationsversuches Nr. 5.

Zahlentafel 7

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Flot. Stufe Nr.	Flotationsmilieu			Reagenzienregime					
	pH			Regulatoren			Sammler–Schäumer		
	zu Beginn	nach Einstellung mit pH-Regulator	am Ende	Bezeichnung Verwendungszweck	Verbrauch g/t, Bezugsprodukt Stufenvorlauf	Frischaufgabe	Bezeichnung	Verbrauch g/t, Bezugsprodukt Stufenvorlauf	Frischaufgabe
5/1	8·3	11·1	10·2	CaO			KAX		85
							FR 65		
5/2	10·2	11·0					KAX		30
5/3		10·9		CaO			KAX		60
				$Cu SO_4$		80			
5/4				H_2SO_4		2500	KAX		125
5/5				$K_2Cr_2O_7$		80			

Protokollblatt 3 des Flotationsversuches Nr. 5

Zahlentafel 8

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Flotationsstufe (Verfahrensstufe)		Flot.-Zelle		Rührwerk		Herkunft des Stufenvorlaufs (Abkürzung gemäß der Tabelle)	Anzahl der Chargen	Feststoffgehalt im Stufenvorlauf Masse %
Nr.	Bezeichnung	Nennvolumen l	Oberfläche cm^2	Drehzahl UpM	Leistungsaufnahme Watt			
6/1	Rougher 1	4·42	280					
6/2	Rougher 2	—"—	—"—					
6/3	Scavenger	—"—	—"—					
6/4	Cleaner 1-1							
6/5	Cleaner 1-2							
6/6	Cleaner 2-1							

Protokollblatt 1 des Flotationsversuches Nr. 6.

Zahlentafel 9

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Flot. Stufe Nr.	Zeit			Belüftung					Schaumdecke	
	Konditionierung min.	Flotation min.		Luftverbrauch			Belüftungsintensität		Nennhöhe (Differenz Überlaufkante minus Trübeniveau mm	mittlere spezifische Schaumdeckenbelastung cm^3 Feststoff pro cm^2 Oberfl. u. min
		pro Stufe	Teilsumme	absolut l in der Stufe	spezifisch cm^3/cm^2 in der Stufe	spezifisch cm^3/cm^2 in Summe	oberflächenbezogen cm^3/cm^2, min	volumsbezogen cm^3/cm^3, min		
6/1		9·6		82			30·5			
6/2		6·7		46			24·5			
6/3		7·8		57			26·1			
6/4		12·0		99			29·5			
6/5		10·0		133						
6/6		14·0		121			30·7			

Protokollblatt 2 des Flotationsversuches Nr. 6

Zahlentafel 10

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Flot. Stufe Nr.	Flotationsmilieu			Reagenzienregime					
	pH			Regulatoren			Sammler–Schäumer		
	zu Beginn	nach Einstellung mit pH-Regulator	am Ende	Bezeichnung Verwendungszweck	Verbrauch g/t, Bezugsprodukt Stufenvorlauf	Frischaufgabe	Bezeichnung	Verbrauch g/t, Bezugsprodukt Stufenvorlauf	Frischaufgabe
6/1	6·75	11·3	10·65	CaO		3600	KAX		111
							FR 65		
6/2		11·4	11·6	CaO		1650	KAX		90
				$CuSO_4$		100			
6/3		6·4		H_2SO_4		9950	KAX		220
6/4		11·8		CaO		1650			
6/5		11·0		$K_2Cr_2O_7$					
6/6		12·0		CaO		1650			

Protokollblatt 3 des Flotationsversuches Nr. 6.

Zahlentafel 11

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Produkt			Siebfraktionen					
			Probe Nr.			Masse %		
Probe Nr.	Bezeichnung	Masse %	Siebgröße, µm			Siebgröße, µm		
			+ 100	63	0	100	63	0
5	S 1	8.26	9	10	11	0.04	0.58	7.64
6	S 2	8.47	12	13	14	0.22	1.49	6.76
7	S 3	16.09	15	16	17	0.47	4.63	10.99
8	R 3	67.18	18	19	20			

Anmerkung:
Masse % der Siebfraktionen bezogen auf die Frischaufgabe = 100 Masse %

Flotationsversuch Nr. 2:
Siebanalysen der Flotationsprodukte, Gewichtsverteilung und Verzeichnis der Probennummern der Siebfraktionen.

Zahlentafel 12

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Probe Nr.	Produkt	Gew%	Kupfer		Eisen		Blei		Zink	
			Geh%	Vert%	Geh%	Vert%	Geh%	Vert%	Geh%	Vert%
21	S5	3.69	16.00	36.58	30.62	3.54	3.60	8.86	2.92	6.57
22	R5	5.80	14.87	53.45	30.16	5.49	6.00	23.19	4.55	16.11
23	S3	4.50	6.09	5.19	34.63	4.89	9.67	29.00	6.32	17.36
24	S4	47.17	0.09	2.63	47.81	70.72	1.02	32.06	1.90	54.69
25	MP	2.52	0.08	0.12	46.24	3.65	0.50	0.84	0.40	0.62
26	UMP	36.32	0.09	2.03	10.28	11.71	0.25	6.05	0.21	4.65
2201	A	100.00	1.61	100.00	31.89	100.00	1.50	100.00	1.64	100.00

Ergebnisse des Flotationsversuches Nr. 3 bzw. der Davis-Tube Magnetscheidung der Bergeprodukte.
MP.. Magnetprodukt der Davis-Tube
UMP Rückhand der Magnetscheidung

Zahlentafel Nr. 13

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Probe Nr.	Produkt	Gew-%	Kupfer		Eisen		Blei		Zink	
			Geh-%	Vert-%	Geh-%	Vert-%	Geh-%	Vert-%	Geh-%	Vert-%
27	S5	3.2o	18.72	57.26	29.27	2.8o	4.6o	1o.86	2.62	6.15
28	R5	2.15	6.o9	12.51	29.94	1.93	8.45	13.41	4.25	6.71
29	S3	3.64	2.74	9.53	27.31	3.o3	6.15	16.53	8.12	21.69
3o	S4	37.81	o.46	16.63	44.46	5o.29	2.1o	43.1o	2.25	45.93
31	R4	53.2o	o.o8	4.o7	25.36	41.95	o,41	16.1o	o.5o	19.52
2201	A	1oo.oo	1.o5	1oo.oo	33.43	1oo.oo	1.35	1oo.oo	1.3o	1oo.oo

Ergebnisse des Flotationsversuches Nr. 4

Zahlentafel Nr. 14

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Probe Nr. des Flotations-produktes	Siebgröße , µm				
	100	63	40	32	0
32	37	38	(52)	53	54
33	40	41	(55)	56	57
34	43	44	(58)	59	60
35	(46)	47	(61)	62	63
36	(49)	50	(64)	65	66

Anmerkung:

1) Die Angabe:

(49)	50

bedeutet, daß die Siebfraktionen mit den Probennummer 49 bzw. 50 nach der Siebanalyse wieder zusammengefaßt und unter der Nr. 49 zur Analyse gesandt wurden.

2) Kontrollproben:

(48) = 61 + 62 + 63

(51) = 64 + 65 + 66

Flotationsversuch Nr. 5: Verzeichnis der Probe Nr. bzw. der Analysen Nr. der Siebfraktionen bzw. der zu Analysenproben zusammengefaßten Siebfraktionen.

Zahlentafel 15

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Probe Nr.	Produkt	Gew%	Kupfer		Eisen		Blei		Zink	
			Geh%	Vert%	Geh%	Vert%	Geh%	Vert%	Geh%	Vert%
32	S5	5.35	15.18	75.23	30.83	5.33	4.72	16.63	3.05	10.76
33	R5	3.69	1.43	4.88	30.45	3.62	7.76	18.86	3.91	9.51
34	S3	6.68	2.18	13.48	33.65	7.27	6.07	26.70	7.56	33.29
35	S4	45.70	0.10	4.32	47.14	71.15	0.98	30.14	1.42	43.71
36	R4	37.58	0.06	2.09	10.39	12.62	0.31	7.67	0.11	2.73
2201	A	100.00	1.08	100.00	30.94	100.00	1.52	100.0	1.51	100.00

Ergebnisse des Flotationsversuches Nr. 5

Zahlentafel Nr. 16

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Probe Nr.	Gew%	Korngröße, µm					Korngrößenkennwert k_{80}, µm
		100	63	40	32	0	
32	5.35		0.13	0.89	0.70	3.63	37
33	3.69		0.10	0.33	0.45	2.81	31
34	6.68	0.05	1.05	1.41	0.76	3.41	42
35	46.70	0.83	15.34	12.39	3.61	14.53	73
36	37.58	3.05	10.70	13.51	2.43	7.89	80
2201	100.00	3.93	27.32	28.53	7.95	32.27	72

Siebanalysen der Produkte des Flotationsversuches Nr. 5

Zahlentafel 17

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vollberichte.html www.zobodat.at

Probe	Gew%	Kupfer		Eisen		Blei		Zink	
		Geh%	Vert%	geh%	Vert%	Geh%	Vert%	Geh%	Vert%
52	1.72	15.25	32.31	32.95	34.36	2.64	18.00	2.22	23.37
54	3.63	15.14	67.69	29.82	65.64	5.70	82.00	3.45	76.63
32	5.35	15.18	100.00	30.83	100.00	4.72	100.00	3.05	100.00
55	0.88	2.15	35.94	32.06	25.11	6.20	19.05	2.05	15.25
57	2.81	1:20	64.06	29.94	74.89	8.25	80.95	4.35	84.75
33	3.69	1.43	100.00	30.45	100.00	7.76	100.00	3.91	100.00
58	3.27	3.22	72.35	38.20	55.57	5.15	41.53	2.45	15.87
60	3.41	1.18	27.65	29.29	44.43	6.95	58.47	12.45	84.13
34	6.68	2.18	100.00	33.65	100.00	6.07	100.00	7.56	100.00

Flotationsversuch Nr. 5
Chemische Analyse der Siebfraktionen der Proben 32,33 und 34

Zahlentafel Nr. 18

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Probe	Gew%	Kupfer				Eisen			
		Geh%	E	Vert%	Korr.G %	Geh%	E	Vert%	Korr.G%
46	16.17	0.23	3.72	56.25	0.16	48.25	780.2	35.84	48.79
61	16.00	0.09	1.44	21.78	0.06	47.14	754.2	34.64	47.66
63	14.53	0.10	1.45	21.97	0.07	44.23	642.7	29.52	44.73
35	46.70	0.14	6.61	100.00	0.10	46.62	2177.1	100.00	47.14

Probe	Gew%	Blei				Zink			
		Geh%	E	Vert%	Korr.G %	Geh%	E	Vert%	Korr.G %
46	34.63	0.95	32.90	30.75	0.87	0.91	31.51	22.39	0.92
61	34.26	1.00	34.26	32.03	0.92	1.60	54.82	38.94	1.61
63	31.11	1.28	39.82	37.22	1.17	1.75	54.44	38.67	1.77
35	100.00	1.07	106.98	100.00	0.98	1.41	140.77	100.00	1.42

Flotationsversuch Nr. 5
Chemische Analyse der Siebfraktionen und Ausgleich der Ergebnisse
über die Gesamtanalyse der Probe 35

Zahlentafel Nr. 19

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Probe Nr.	Gew%	Kupfer				Eisen			
		Geh %	E	Vert%	korr.G %	Geh%	E	Vert%	korr.G%
49	13.75	0.06	0.825	27.09	0.04	8.60	118.3	27.15	7.71
64	15.94	0.07	11116	36.64	0.05	13.16	209.8	48.16	11.80
66	7.89	0.14	1.105	36.27	0.10	13.63	107.5	24.69	12.22
36	37.58	0.08	3.046	100.00	0.06	11.59	435.6	100.00	10.39

Probe Nr.	Gew%	Blei				Zink			
		Geh%	E	Vert%	korr.G %	Geh%	E	Vert%	korr.G%
49	36.59	0.20	7.32	29.72	0.25	0.10	3.66	37.38	0.11
64	42.41	0.20	8.48	34.45	0.25	0.095	4.03	41.16	0.11
66	21.00	0.42	8.82	35.83	0.53	0.10	2.10	21.46	0.11
36	100.00	0.25	24.62	100.00	0.31	0.098	9.79	100.00	0.11

Flotationsversuch Nr. 5
Chemische Analyse der Siebfraktionen und Ausgleich der Ergebnisse über die Gesamtanalyse der Probe 36

Zahlentafel Nr. 20

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vaflberichte.html www.zobodat.at

Probe Nr.	Kupfer		Eisen		Blei		Zink	
	Analy.	Korr.	Analy.	Korr.	Analy.	Korr.	Analy.	Korr.
46	0.32	0.16	48.25	48.79	0.95	0.87	0.91	0.92
61	0.09	0.06	47.14	47.66	1.00	0.91	1.60	1.61
63	0.10	0.07	44.23	44.73	1.28	1.17	1.70	1.77
35	0.14	0.10	46.62	47.14	1.07	0.98	1.41	1.42
48	0.08	0.07	49.59	46.27	1.13	1.13	1.60	1.67
49	0.06	0.04	3.60	7.71	0.20	0.25	0.10	0.11
64	0.07	0.05	13.16	11.80	0.20	0.25	0.10	0.11
66	0.14	0.10	13.63	12.22	0.42	0.53	0.095	0.11
36	0.08	0.06	11.59	10.39	0.25	0.31	0.10	0.11
51	0.08	0.07	12.29	11.94	0.29	0.27	0.15	0.10

Flotationsversuch Nr. 5 : Vergleich der Ergebnisse der chemischen Analysen der Siebfraktionen, welche unmittelbar analysiert bzw. durch den Ausgleich über die Gesamtanalyse korrigiert wurden

Zahlentafel Nr. 21

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/alberichte.html www.zobodat.at

Sieb-größe um	Flotationsprodukt (Probe Nr.)				
	32	33	34	35	36
1oo	3o7	-	-	321	323
63	3o8	312	333	322	324
4o	3o9	313	317	325	328
32	31o	314 315	318 319	326	329
o	311	316	32o	327	33o

Sonderproben : 331 : Sachsenkonzentrat aus der Probe 36

332 : Sachsenmittelgut aus der Probe 36

Verzeichnis der Anschliffe der eingebetteten Siebfraktionen der Flotationsprodukte des Flotationsversuches Nr. 5

Zahlentafel Nr. 22

Probe Nr.	Gew-%	Kupfer		Eisen		Blei		Zink	
		Geh-%	Vert-%	Geh-%	Vert-%	Geh-%	Vert-%	Geh-%	Vert-%
9	2.7o	6.71	8.61	28.93	2.48	4.49	4.49	2.34	2.4o
1o	2.85	5.86	7.93	33.29	3.o1	12.34	13.o1	1.53	1.66
3	7.o7	5.2o	17.46	44.23	9.93	6.7o	17.52	6.76	18.18
7	2.74	1o.46	13.61	23.79	2.o7	5.2o	5.28	19.4o	2o.23
8	1o.79	5.19	26.6o	35.52	12.16	8.15	32.58	6.81	27.95
5	41.39	1.17	23.o1	46.o2	6o.46	1.47	22.55	1.84	28.96
4	32.46	o.18	2.78	9.oo	9.89	o.38	4.57	o.o5	o.62
22o3	1oo.oo	2.11	1oo.oo	31.51	1oo.oo	2.7o	1oo.oo	2.63	1oo.oo

Flotationsversuch Nr. 6

Mengen und Metallbilanz der Flotationsprodukte

Zahlentafel Nr. 23

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Korngröße um	Masse % der Siebfraktionen der Proben Nr.							
	9	1o	3	7	8	5	4	22o3
1oo	o.o1	o.o5	o.19	o.o2	o.68	6.27	3.53	1o.75
63	o.11	o.11	o.98	o.o3	2.54	12.73	7.84	24.34
4o	o.13	o.11	o.46	o.o3	1.8o	5.48	3.51	11.52
o	2.45	2.58	5.44	2.66	5.77	16.91	17.58	53.39
Summe	2.7o	2.85	7.o7	2.74	1o.79	41.39	42.46	1oo,oo
k_{8o},um	23	25	5o	2o	72	94	83	85

Anmerkung : Bezugsgröße der Masse % der Siebfraktionen der Flotationsprodukte ist die Frischaufgabe (Probe Nr. 22o3) mit 1oo Masse %

Flotationsversuch Nr. 6 Siebanalysen und k_{8o}-Werte der Flotationsprodukte bzw. des Flotationsvorlaufes	Zahlentafel Nr. 24

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Probe Nr.	Korn größe um	Probe Nr. der Flotationsprodukte							
Schliff Nr.		9	1o	3	7	8	5	4	22o3
Proben-nummerierung	1oo	28	32	8	2o	24	16	12	4
	63	29	33	9	21	25	17	13	5
	4o	3o	34	1o	22	26	18	14	6
	o	31	35	11	23	27	19	15	7
Schliff-nummerierung	1oo	352	356	36o	364	368	372	376	
	63	353	357	361	365	369	373	377	
	4o	354	358	362	366	37o	374	378	
	o	355	359	363	367	371	375	379	

Probenverzeichnis bzw. Schliffnummern der Siebfraktionen der Flotationsprodukte des Versuches Nr. 6

Zahlentafel Nr. 25

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Probe Nr.	Versuch Nr.	Reagenzien			Pb-Cu- Kollektivflotation Schaumprodukt							
		pH-	KAX	KCN	Kupfer		Eisen		Blei		Zink	
		Wert	g/t	g/t	G%	V%	G%	V%	G%	V%	G%	V%
22o1	3	1o.7	7o	56	15.31	9o.o3	3o.34	9.o3	5.o7	32.o5	3.92	22.68
22o1	4	11.o	9o	45	13.64	69.77	29.54	4.73	6.15	24.27	3.28	12.86
22o1	5	11.o	115	--	9.56	8o.11	3o.65	8.95	5.96	35.49	3.4o	28.27
22o3	6	11.3	111	--	5.68	34.oo	3o.49	15.42	7.5o	35.o2	4.63	22.24

Anmerkung: G ... Gehalt
V ... Verteilung (Frischaufgabe: V= 1oo %)
KAX .. Kaliumamylxanthat

Zusammenstellung der Ergebnisse der Pb/Cu-Flotationsstufen der Flotationsversuche 3,4,5,6

Zahlentafel Nr. 26

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Schliff Nr.	Probe Nr.	Siebfraktion um	Flotations-Versuch Nr.	Anmerkung
298	11	63-32	2	
299	14	63-32	2	
300	17	63-32	2	
301	20	63-32	2	
302	10	100-63	2	
303	14	63-0	2	
304	24	+ 100	3	
305	25/1	+ 100	3	Probe Nr. 25
306	25/2	- 100	3	magnet. Produkt
307	37	+ 100	5	
308	38	100-63	5	
309	52	63-40	5	
310	53	40-32	5	
311	54	32-0	5	
312	41	100-63	5	
313	55	63-40	5	
314	56	40-32	5	
315	56	40-32	5	
316	57	32-0	5	

Verzeichnis der Anschliffe, welche im Rahmen der Untersuchung "Walchen-Öblarn" angefertigt wurden	Zahlentafel Nr. 27

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Schliff-Nr.	Probe-Nr.	Siebfraktion	Flotations-versuch	Anmerkung
317	58	63 - 4o	5	
318	59	4o - 32	5	
319	59	4o - 32	5	
32o	6o	32 - o	5	
321	46	+ 1oo	5	
322	47	1oo - 63	5	
323	49	+ 1oo	5	
324	5o	1oo - 63	5	
325	61	63 - 4o	5	
326	62	4o - 32	5	
327	63	32 - o	5	
328	64	63 - 4o	5	
329	65	4o - 32	5	
33o	66	32 - o	5	
331	B1(36)			Sachsen-konzentrat
332	B2(36)			Sachsen-mittelgut
333	44	1oo - 63	5	

Verzeichnis der Anschliffe	Zahlentafel Nr. 28

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Schliff Nr.	Probe Nr.	Siebfraktion µm	Verfahrens-stufe	Anmerkung
345	2201	+ 500	Rohprobe	
346	2201	300	"	
347	2201	200	"	
348	2201	100	"	
349	2201	63	"	
350	2201	40	"	
351	2201	0	"	
352	9 (28)	+ 100	Flot.Vers.6	
353	9 (29)	63	"	
354	9 (30)	40	"	
355	9 (31)	0	"	
356	10 (32)	+ 100	"	
357	10 (33)	63	"	
358	10 (34)	40	"	
359	10 (35)	0	"	
360	3 (8)	100	"	
361	3 (9)	63	"	
362	3 (10)	40	"	
363	3 (11)	0	"	
364	7 (20)	+ 100	"	
365	7 (21)	63	"	
366	7 (22)	40	"	
367	7 (23)	0	"	

Verzeichnis der Anschliffe

Zahlentafel Nr. 29

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Schliff Nr.	Probe Nr.	Siebfraktion µm	Verfahrens-stufe	Anmerkung
368	8 (24)	+ 100	Flot.Vers.6	
369	8 (25)	63	"	
370	8 (26)	40	"	
371	8 (27)	0	"	
372	5 (16)	+ 100	"	
373	5 (17)	63	"	
374	5 (18)	40	"	
375	5 (19)	0	"	
376	4 (12)	+ 100	"	
377	4 (13)	63	"	
378	4 (14)	40	"	
379	4 (15)	0	"	

Anmerkung zur Probenummer:

Die Zahl außerhalb der Klammer bezeichnet die Probenummer des Flotationsproduktes, die Zahl in der Klammer die Probenummer der Siebfraktion des betreffenden Flotationsproduktes.

Verzeichnis der Anschliffe	Zahlentafel Nr. 30

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Mineralphase: "Nennphase"		2-Phasen-Verwachsung zugeordnete Mineralphase						n-Phasen-Verwachsung			Zeilen-summe	Mittlerer Gehalt an Nennphase	
								Alternative I		II			
Bezeichnung	Kurz-bez.	K	P	Z	B	I	G	n=3	n=4	n ≥ 3		pro Phase	Teil-summe
Kupferkies	K	36.63	20.79	4.95	—	0.99	5.45			2.64			
Pyrit	P		12.37	—	—	0.50	0.99			2.15			
Zinkblende	Z			0.50	—	—	—			1.98			
Bleiglanz	B				—	—	—			0.10			
Kupferindig	I					1.98	0.99			0.50			
Gangart	G						5.94			0.49			
Spaltensumme													

Ergebnisse einer Verwachsungsanalyse: Volumetrische Verteilung der Verwachsungsklassen bezogen auf die Gesamtheit aller Verwachsungsklassen.

Untersuchte Probe:
Produktbezeichnung: Cleaner-Schaumprodukt vom Flotationsversuch Nr. 5
Kornfraktion: 100/63 µm
Anschliff Nr.: 308

Zahlentafel 31

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Mineralphase: "Nennphase"		2-Phasen-Verwachsung zugeordnete Mineralphase						n-Phasen-Verwachsung			Zeilen-summe	Mittlerer Gehalt an Nennphase	
								Alternative I		II			
Bezeichnung	Kurz-bez.	K	P	Z	B	I	G	n=3	n=4	n ≥ 3		pro Phase	Teil-summe
Kupferkies	K	31.71	16.58	14.15	3.41	0.49	4.88	1.79	0.24				
Pyrit	P		19.02	0.49	0.49	—	0.49	0.65	0.24				
Zinkblende	Z			—	—	—	—	1.95	0.24				
Bleiglanz	B				—	—	0.49	1.63	0.24				
Kupferindig	I					—	0.49	—	—				
Gangart	G						—	0.33	—				
Spaltensumme													

Ergebnisse einer Verwachsungsanalyse: Volumetrische Verteilung der Verwachsungsklassen bezogen auf die Gesamtheit aller Verwachsungsklassen.

Untersuchte Probe:
Produktbezeichnung: Cleaner-Schaumprodukt vom Flotationsversuch Nr. 5
Kornfraktion: 63/40 µm
Anschliff Nr.: 309

Zahlentafel 32

©Literaturarchiv Geologisch-Mirieralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Mineralphase: "Nennphase"		2-Phasen-Verwachsung zugeordnete Mineralphase						n-Phasen-Verwachsung			Zeilen-summe	Mittlerer Gehalt an Nennphase	
								Alternative I		II			
Bezeichnung	Kurz-bez.	K	P	Z	B	M	G	n=3	n=4	n ≥ 3		pro Phase	Teil-summe
Kupferkies	K	40.21	6.35	12.70	5.29	0.53	4.23	1.76	0.40				
Pyrit	P		19.04	0.53	1.06	—	0.53	0.70	0.40				
Zinkblende	Z			1.06	0.53	—	0.53	1.59	0.40				
Bleiglanz	B				—	—	—	1.43	0.13				
Magnetkies	M					—	—	0.18	—				
Gangart	G						—	0.18	0.26				
Spaltensumme													

Ergebnisse einer Verwachsungsanalyse: Volumetrische Verteilung der Verwachsungsklassen bezogen auf die Gesamtheit aller Verwachsungsklassen.

Untersuchte Probe:
Produktbezeichnung: Cleaner-Schaumprodukt vom Flotationsversuch Nr. 5
Kornfraktion: 40/32 µm
Anschliff Nr.: 310

Zahlentafel 33

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Mineralphase: "Nennphase"		2-Phasen-Verwachsung zugeordnete Mineralphase						n-Phasen-Verwachsung			Zeilen-summe	Mittlerer Gehalt an Nennphase	
								Alternative I		II			
Bezeichnung	Kurz-bez.	K	P	Z	B	M	G	n=3	n=4	n ≥ 3		pro Phase	Teil-summe
Kupferkies	K	4.5	22.5	2.0	—	—	0.5						
Pyrit	P		35.5	2.5	2.0	—	8.0						
Zinkblende	Z			0.5	1.5	0.5	—						
Bleiglanz	B				1.5	0.5	1.5						
Magnetkies	M					2.0	—						
Gangart	G						1.0						
Spaltensumme								11.0	2.5				

Ergebnisse einer Verwachsungsanalyse: Volumetrische Verteilung der Verwachsungsklassen bezogen auf die Gesamtheit aller Verwachsungsklassen.

Untersuchte Probe:
Produktbezeichnung: Cleaner-Rückstand von Flotationsversuch Nr 5
Kornfraktion: 63/40 µm
Anschliff Nr.: 313

Zahlentafel 34

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Produkt		Schaumprodukt			Rückstand
Kornklasse, µm		100/63	63/40	40/32	63/40
Anschliff Nr.		308	309	310	313
	Pyrit	17	35	26	16
	Zinkblende	11	69	53	
	Bleiglanz	-	83	82	
	Gangart	44	61	90	

Volumetrische Kupferkiesgehalte (%) von 2-Phasenverwachsungen aus dem Schaumprodukt bzw. Rückstand der Cleanerstufe des Flotationsversuches Nr. 5

Zahlentafel 35

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Probe		x	y	x · y	x^2	y^2
1	5	1.42	1o7	151.94	2.o2	11449
2	6	8,18	364	2977.52	66.91	132496
3	1o	12.34	463	5713.42	152.28	214369
4	11	4.57	246	1124.22	2o.88	6o416
5	22o3/2	2.6o	1[illegible]	345.8o	6.75	17689
	Summe	29.11	1313	1o312.9o	248.85	436519
	Mittel	5.82	262.6			

$$b = \frac{N \cdot \sum(x \cdot y) - \sum x \cdot \sum y}{N \cdot \sum x^2 - (\sum x)^2}$$

$$a = \frac{\sum y - b \cdot \sum x}{N}$$

$$y = 81.52 + 31.1o \cdot x$$

Regressionsanalytische Untersuchung des Zusammenhanges zwischen dem Pb- und dem Ag-Gehalt

x ... Pb-Gehalt,%

y ... Ag-Gehalt,%

Zahlentafel Nr. 36

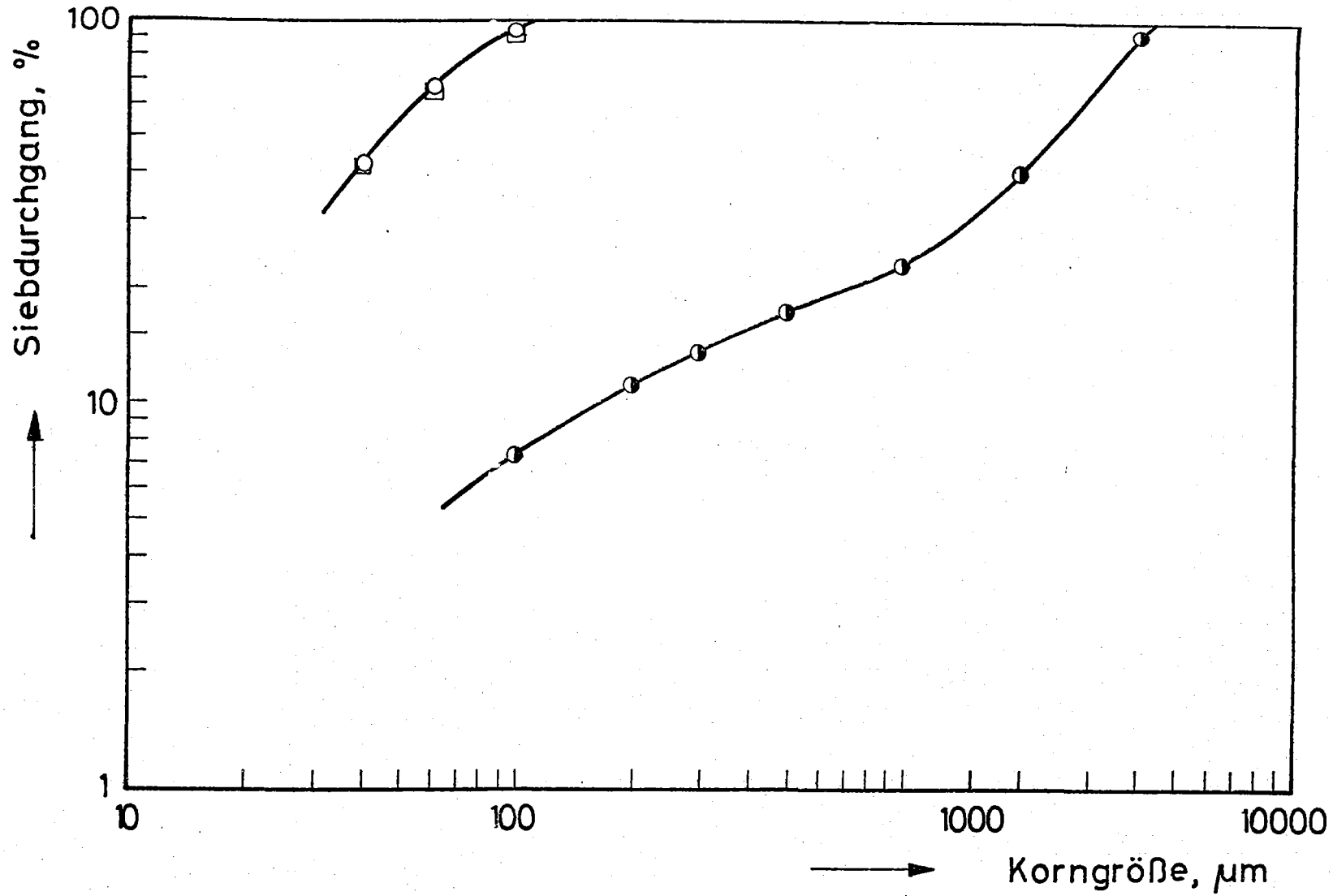
©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

Produkt	Probe	Gew%	Vert %			
			Cu	Fe	Pb	Zn
magn. Produkt	25	6.49	5.58	23.76	12.19	11,76
unmag. Produkt	26	93.51	94.42	76.24	87.81	88.24
Aufgabe		100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

Auswertung der Ergebnisse der Magnetscheidung des Bergeproduktes von Flotationsversuch Nr. 3.

Zahlentafel 37

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at



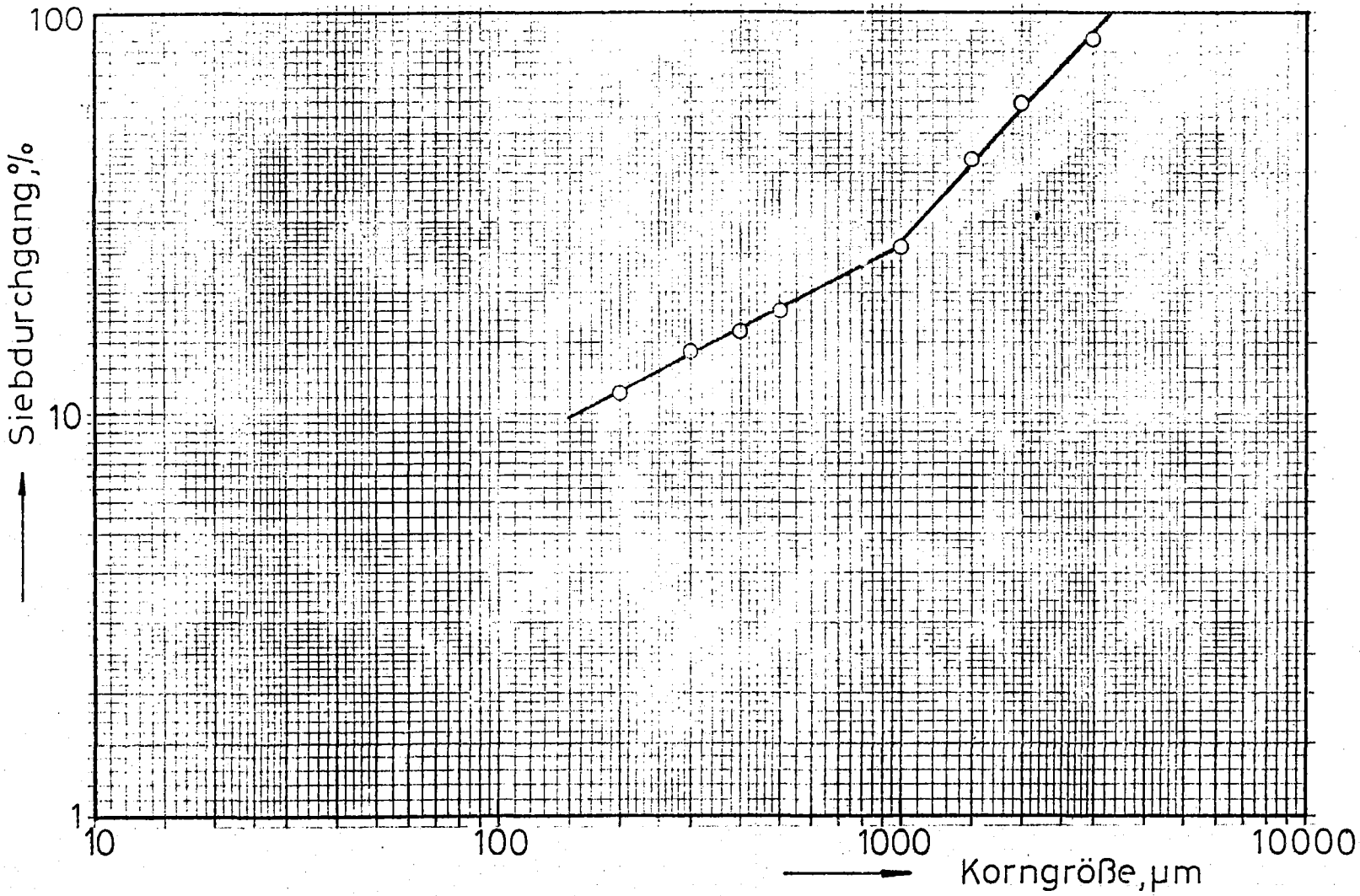
Siebkennlinien im GGS-Netz

□ Mahlprodukt für Flotationsversuch Nr. 2

○ Mahlprodukt für Flotationsversuch Nr. 5

◑ Mühlenaufgabe

Abb. 1

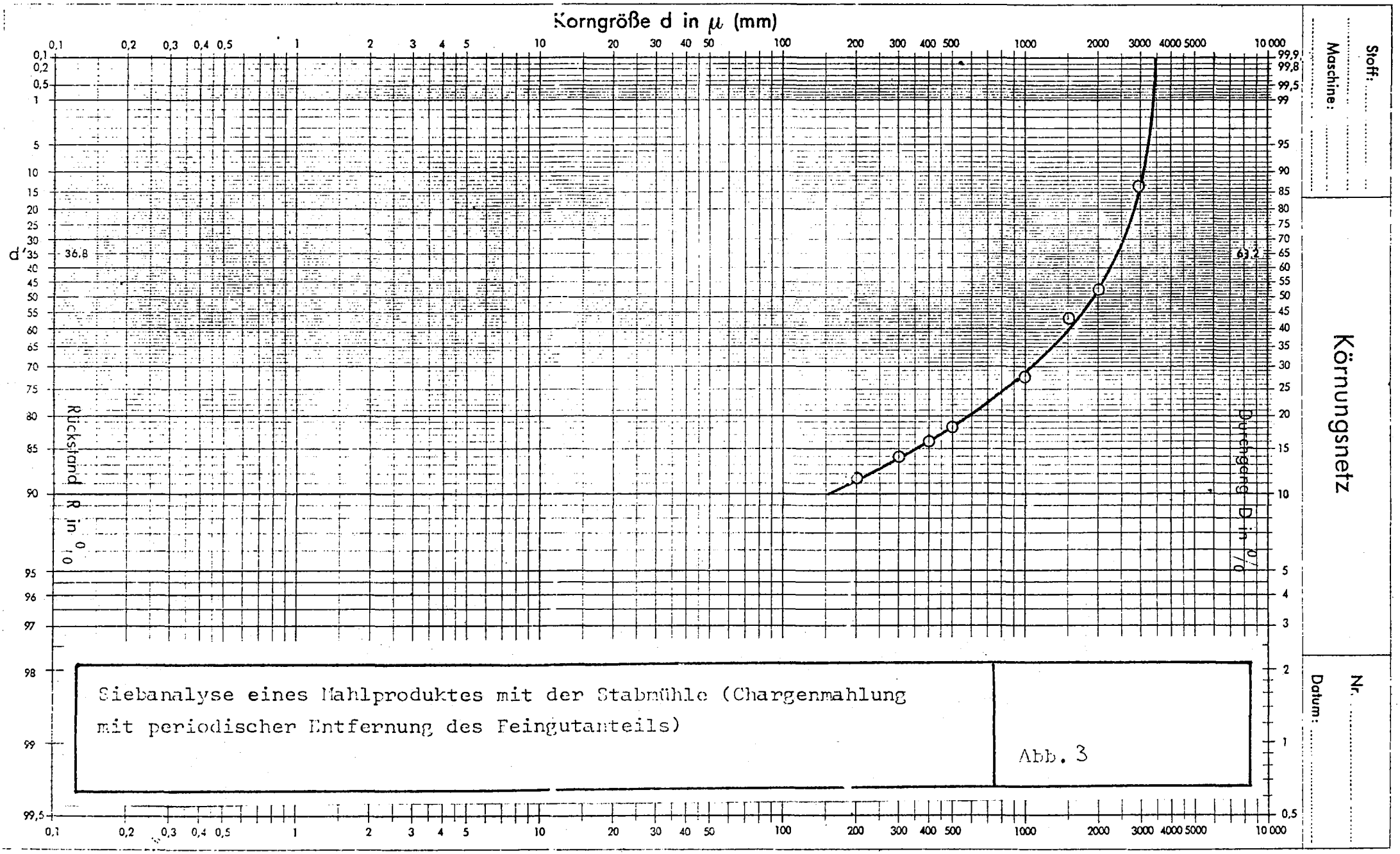


Siebanalyse eines Mahlproduktes mit der Stabmühle (Chargenmahlung mit periodischer Entfernung des Feingutanteils)

Abb. 2

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

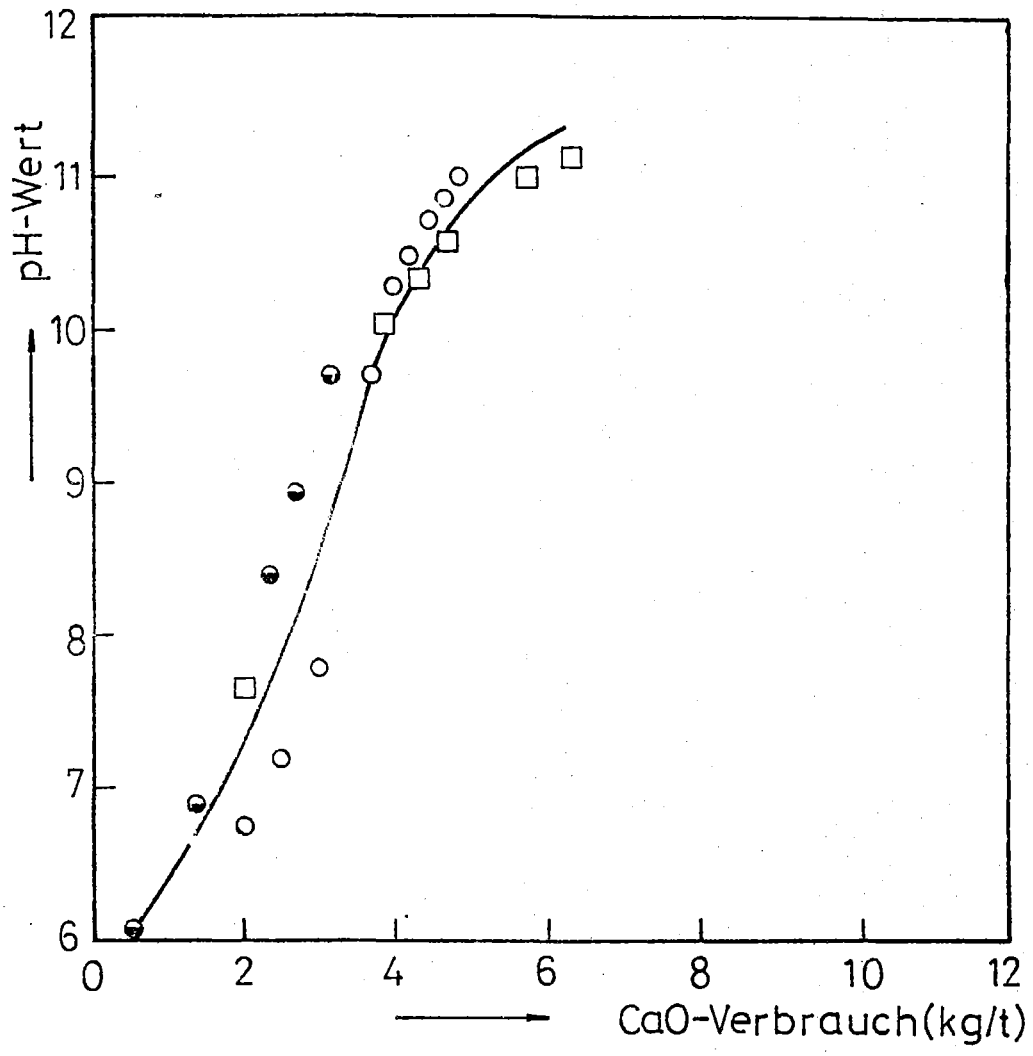
©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/allberichte.html www.zobodat.at



Siebanalyse eines Mahlproduktes mit der Stabmühle (Chargenmahlung mit periodischer Entfernung des Feingutanteils)

Abb. 3

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

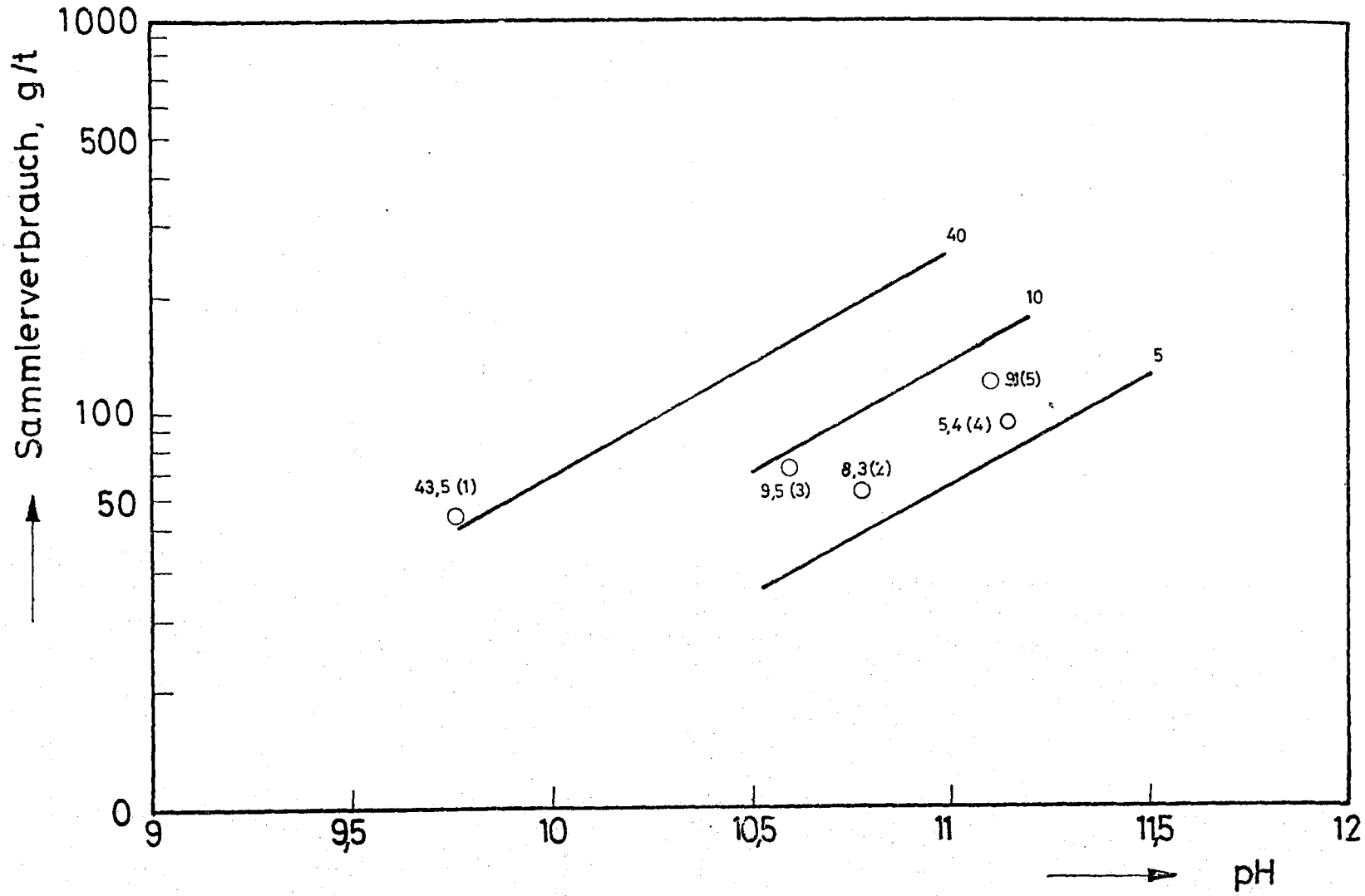


Titrationsversuch: Änderung des pH-Wertes in Abhängigkeit von CaO-Zusatz (kg/t) in der Cu/Pb-Stufe der Flotationsversuche 1 (◒), 4 (□), 6 (○).

Anmerkung: Der CaO-Zusatz bei der Mahlung ist mitgerechnet.

Abb. 4

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/Volltberichte.html www.zobodat.at



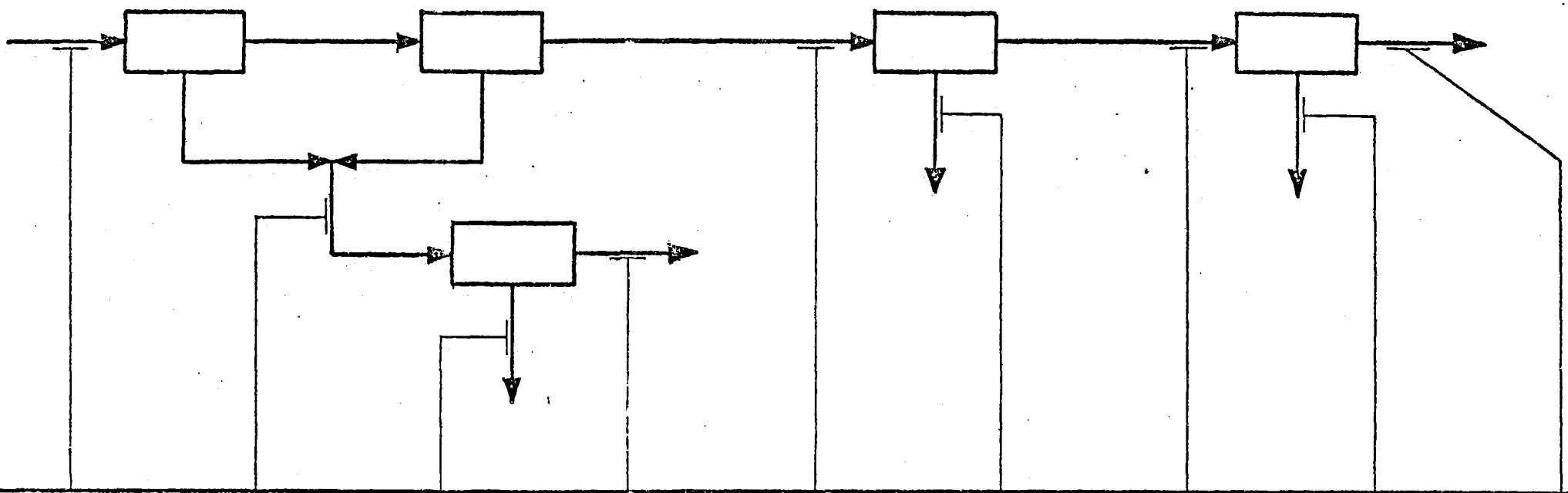
Zusammenhang zwischen pH-Wert, Sammlerverbrauch und Gewichtsausbringen.

Die den Punkten zugeordneten Zahlenwerte sind das Gewichtsausbringen an Schaumprodukt und (in Klammer) die Nummer des Flotationsversuches.

Die Geraden mit dem Parameter (Gewichtsausbringen) stellen den Versuch einer Inter- bzw. Extrapolation dar.

Abb. 5

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

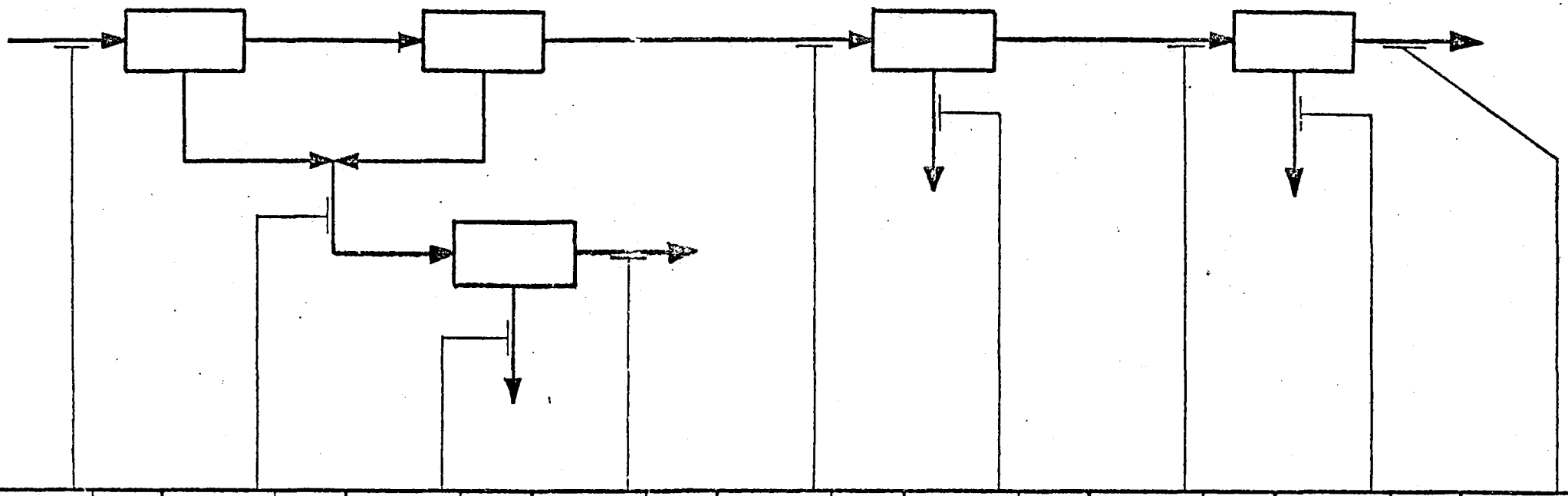


Produkt		FA	Produkt		S_1+S_2	Produkt		S_5	Produkt		R_5	Produkt		R_2	Produkt		S_3	Produkt		Produkt		S_4	Produkt		R_4
Probe		2201	Probe			Probe		21	Probe		22	Probe			Probe		23	Probe		Probe		24	Probe		
Masse%		100·00	Masse%		9·49	Masse%		3·69	Masse%		5·80	Masse%		90·51	Masse%		4·50	Masse%		Masse%		47·17	Masse%		38·84
Geh.%	Cu	1·61	Geh.%	Cu	15·31	Geh.%	Cu	16·00	Geh.%	Cu	14·87	Geh.%	Cu	0·18	Geh.%	Cu	6·09	Geh.%	Cu	Geh.%	Cu	0·09	Geh.%	Cu	0·09
	Pb	1·50		Pb	5·07		Pb	3·60		Pb	6·00		Pb	1·13		Pb	9·67		Pb		Pb	1·02		Pb	0·27
	Zn	1·64		Zn	3·92		Zn	2·92		Zn	4·55		Zn	1·40		Zn	6·32		Zn		Zn	1·90		Zn	0·22
	Fe	31·89		Fe	30·34		Fe	30·62		Fe	30·16		Fe	32·05		Fe	34·63		Fe		Fe	47·81		Fe	12·61
Vert.%	Cu	100·00	Vert.%	Cu	90·03	Vert.%	Cu	36·58	Vert.%	Cu	53·45	Vert.%	Cu	9·97	Vert.%	Cu	5·19	Vert.%	Cu	Vert.%	Cu	2·63	Vert.%	Cu	2·15
	Pb	100·00		Pb	32·05		Pb	8·86		Pb	23·19		Pb	67·95		Pb	29·00		Pb		Pb	32·06		Pb	6·89
	Zn	100·00		Zn	22·68		Zn	6·57		Zn	16·11		Zn	77·32		Zn	17·36		Zn		Zn	54·69		Zn	5·27
	Fe	100·00		Fe	9·03		Fe	3·54		Fe	5·49		Fe	90·97		Fe	4·89		Fe		Fe	70·72		Fe	15·36

Versuchsschema und Ergebnisse der Flotationsserie Nr. 3

Abb. 6

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at

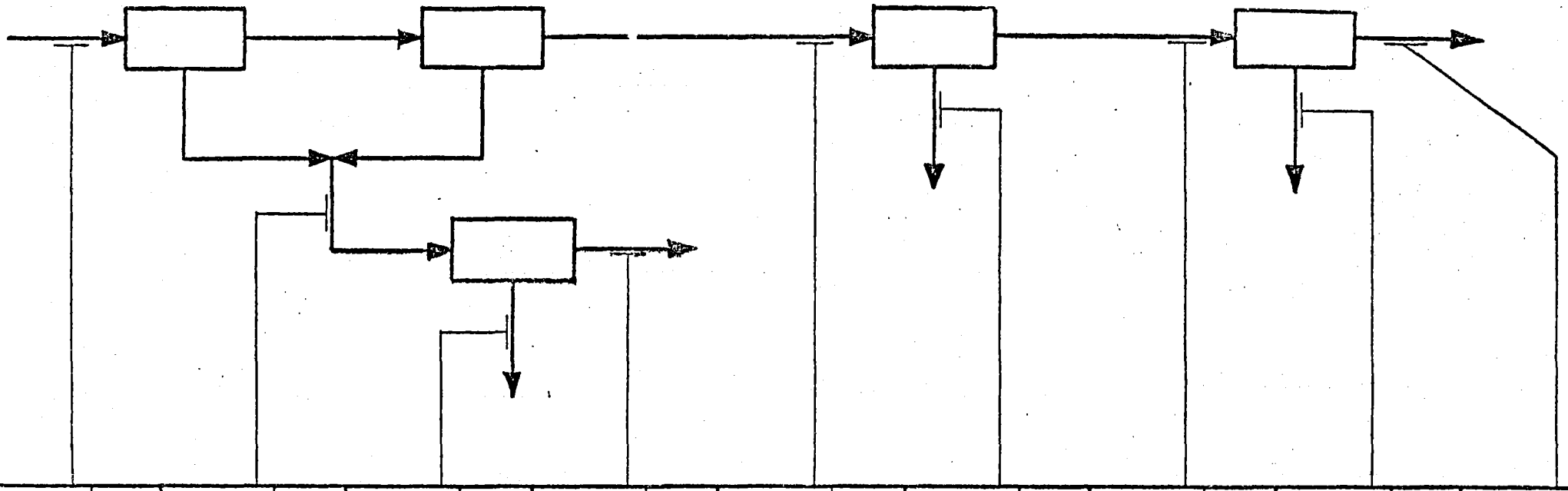


Produkt	FA	Produkt	S_1+S_2	Produkt	S_5	Produkt	R_5	Produkt	R_2	Produkt	S_3	Produkt	R_3	Produkt	S_4	Produkt	R_4
Probe	2201	Probe		Probe	27	Probe	28	Probe		Probe	29	Probe		Probe	30	Probe	31
Masse%	100·00	Masse%	5·35	Masse%	3·20	Masse%	2·15	Masse%	94·65	Masse%	3·64	Masse%	91·01	Masse%	37·81	Masse%	53·20
Geh.% Cu	1·05	Geh.% Cu	13·64	Geh.% Cu	18·72	Geh.% Cu	6·09	Geh.% Cu	0·33	Geh.% Cu	2·74	Geh.% Cu	0·24	Geh.% Cu	0·46	Geh.% Cu	0·08
Geh.% Pb	1·35	Geh.% Pb	6·15	Geh.% Pb	4·60	Geh.% Pb	8·45	Geh.% Pb	1·08	Geh.% Pb	6·15	Geh.% Pb	0·88	Geh.% Pb	2·10	Geh.% Pb	0·41
Geh.% Zn	1·36	Geh.% Zn	3·28	Geh.% Zn	2·62	Geh.% Zn	4·25	Geh.% Zn	1·25	Geh.% Zn	8·12	Geh.% Zn	0·98	Geh.% Zn	2·25	Geh.% Zn	0·50
Geh.% Fe	33·43	Geh.% Fe	29·54	Geh.% Fe	29·27	Geh.% Fe	29·94	Geh.% Fe	33·65	Geh.% Fe	27·81	Geh.% Fe	33·88	Geh.% Fe	44·46	Geh.% Fe	26·36
Vert.% Cu	100·00	Vert.% Cu	69·77	Vert.% Cu	57·26	Vert.% Cu	12·51	Vert.% Cu	30·23	Vert.% Cu	9·53	Vert.% Cu	20·70	Vert.% Cu	16·63	Vert.% Cu	4·07
Vert.% Pb	100·00	Vert.% Pb	24·27	Vert.% Pb	10·86	Vert.% Pb	13·41	Vert.% Pb	75·73	Vert.% Pb	16·53	Vert.% Pb	59·20	Vert.% Pb	43·10	Vert.% Pb	16·10
Vert.% Zn	100·00	Vert.% Zn	12·86	Vert.% Zn	6·15	Vert.% Zn	6·71	Vert.% Zn	87·14	Vert.% Zn	21·69	Vert.% Zn	65·45	Vert.% Zn	45·93	Vert.% Zn	19·52
Vert.% Fe	100·00	Vert.% Fe	4·73	Vert.% Fe	2·80	Vert.% Fe	1·93	Vert.% Fe	95·27	Vert.% Fe	3·03	Vert.% Fe	92·24	Vert.% Fe	50·29	Vert.% Fe	41·95

Versuchsschema und Ergebnisse der Flotationsserie Nr. 4

Abb. 7

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at



Produkt		FA	Produkt		S_1+S_2	Produkt		S_5	Produkt		R_5	Produkt		R_2	Produkt		S_3	Produkt		R_3	Produkt		S_4	Produkt		R_4
Probe		2201	Probe			Probe		32	Probe		33	Probe			Probe		34	Probe			Probe		35	Probe		36
Masse%		100·00	Masse%		9·04	Masse%		5·35	Masse%		3·69	Masse%		90·96	Masse%		6·68	Masse%		84·28	Masse%		46·70	Masse%		37·58
Geh.%	Cu	1·08	Geh.%	Cu	9·56	Geh.%	Cu	15·18	Geh.%	Cu	1·43	Geh.%	Cu	0·40	Geh.%	Cu	2·18	Geh.%	Cu	0·08	Geh.%	Cu	0·10	Geh.%	Cu	0·06
	Pb	1·52		Pb	5·96		Pb	4·72		Pb	7·76		Pb	1·08		Pb	6·07		Pb	0·68		Pb	0·98		Pb	0·31
	Zn	1·51		Zn	3·40		Zn	3·05		Zn	3·91		Zn	1·32		Zn	7·56		Zn	0·80		Zn	1·42		Zn	0·11
	Fe	30·94		Fe	30·67		Fe	30·83		Fe	30·45		Fe	30·96		Fe	33·65		Fe	30·74		Fe	47·14		Fe	10·39
Vert.%	Cu	100·00	Vert.%	Cu	80·11	Vert.%	Cu	75·23	Vert.%	Cu	4·88	Vert.%	Cu	19·89	Vert.%	Cu	13·48	Vert.%	Cu	6·41	Vert.%	Cu	4·32	Vert.%	Cu	2·09
	Pb	100·00		Pb	35·49		Pb	16·63		Pb	18·86		Pb	64·51		Pb	26·70		Pb	37·81		Pb	30·14		Pb	7·67
	Zn	100·00		Zn	20·27		Zn	10·76		Zn	9·51		Zn	79·73		Zn	33·29		Zn	46·44		Zn	43·71		Zn	2·43
	Fe	100·00		Fe	8·95		Fe	5·33		Fe	3·62		Fe	91·05		Fe	7·27		Fe	83·78		Fe	71·16		Fe	12·62

Versuchsschema und Ergebnisse der Flotationsserie Nr. 5.

Abb. 8

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/Fallberichte.html www.zobodat.at

Produkt	FA
Probe	2203
Masse%	100·00
Geh.% Cu	2·11
Geh.% Pb	2·70
Geh.% Zn	2·63
Geh.% Fe	31·51
Vert.% Cu	100·00
Vert.% Pb	100·00
Vert.% Zn	100·00
Vert.% Fe	100·00

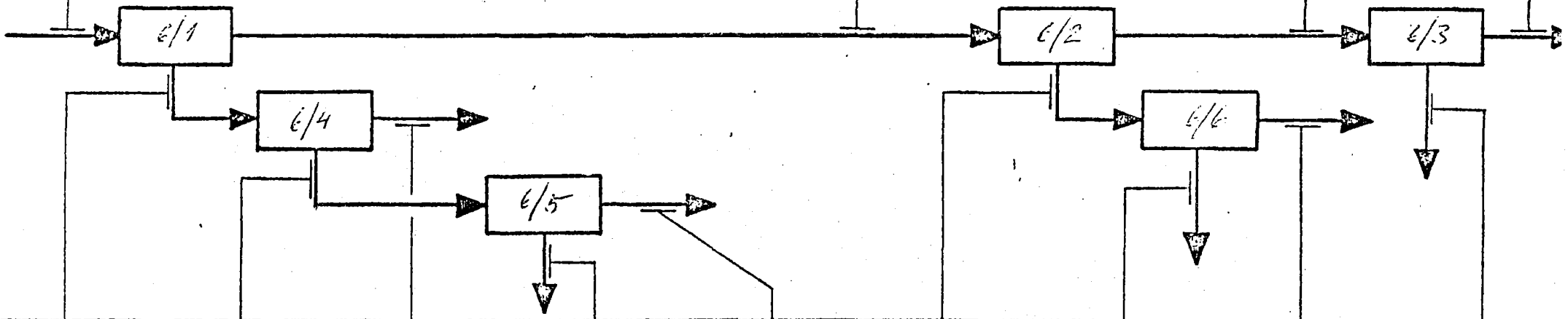
Versuchsschema und Ergebnisse der Flotationsserie Nr. 6

Abb. 9

Produkt	R1
Probe	
Masse%	87·38
Geh.% Cu	1·59
Geh.% Pb	2·01
Geh.% Zn	2·34
Geh.% Fe	30·50
Vert.% Cu	66·00
Vert.% Pb	64·98
Vert.% Zn	77·76
Vert.% Fe	84·58

Produkt	R2
Probe	
Masse%	73·85
Geh.% Cu	0·74
Geh.% Pb	0·99
Geh.% Zn	1·05
Geh.% Fe	30·01
Vert.% Cu	25·79
Vert.% Pb	27·12
Vert.% Zn	29·58
Vert.% Fe	70·35

Produkt	R3
Probe	4
Masse%	32·46
Geh.% Cu	0·18
Geh.% Pb	0·38
Geh.% Zn	0·05
Geh.% Fe	9·60
Vert.% Cu	2·78
Vert.% Pb	4·57
Vert.% Zn	0·62
Vert.% Fe	9·89



Produkt	S1
Probe	
Masse%	12·62
Geh.% Cu	5·68
Geh.% Pb	7·50
Geh.% Zn	4·63
Geh.% Fe	38·49
Vert.% Cu	34·00
Vert.% Pb	35·02
Vert.% Zn	22·24
Vert.% Fe	15·42

Produkt	S4
Probe	
Masse%	5·55
Geh.% Cu	6·27
Geh.% Pb	8·52
Geh.% Zn	1·92
Geh.% Fe	31·17
Vert.% Cu	16·54
Vert.% Pb	17·50
Vert.% Zn	4·06
Vert.% Fe	5·49

Produkt	R4
Probe	3
Masse%	7·07
Geh.% Cu	5·20
Geh.% Pb	6·70
Geh.% Zn	6·76
Geh.% Fe	44·23
Vert.% Cu	17·46
Vert.% Pb	17·52
Vert.% Zn	18·18
Vert.% Fe	9·93

Produkt	S5
Probe	9
Masse%	2·70
Geh.% Cu	6·71
Geh.% Pb	4·49
Geh.% Zn	2·34
Geh.% Fe	28·93
Vert.% Cu	8·61
Vert.% Pb	4·49
Vert.% Zn	2·40
Vert.% Fe	2·48

Produkt	R5
Probe	10
Masse%	2·85
Geh.% Cu	5·86
Geh.% Pb	12·34
Geh.% Zn	1·53
Geh.% Fe	33·29
Vert.% Cu	7·93
Vert.% Pb	13·01
Vert.% Zn	1·66
Vert.% Fe	3·01

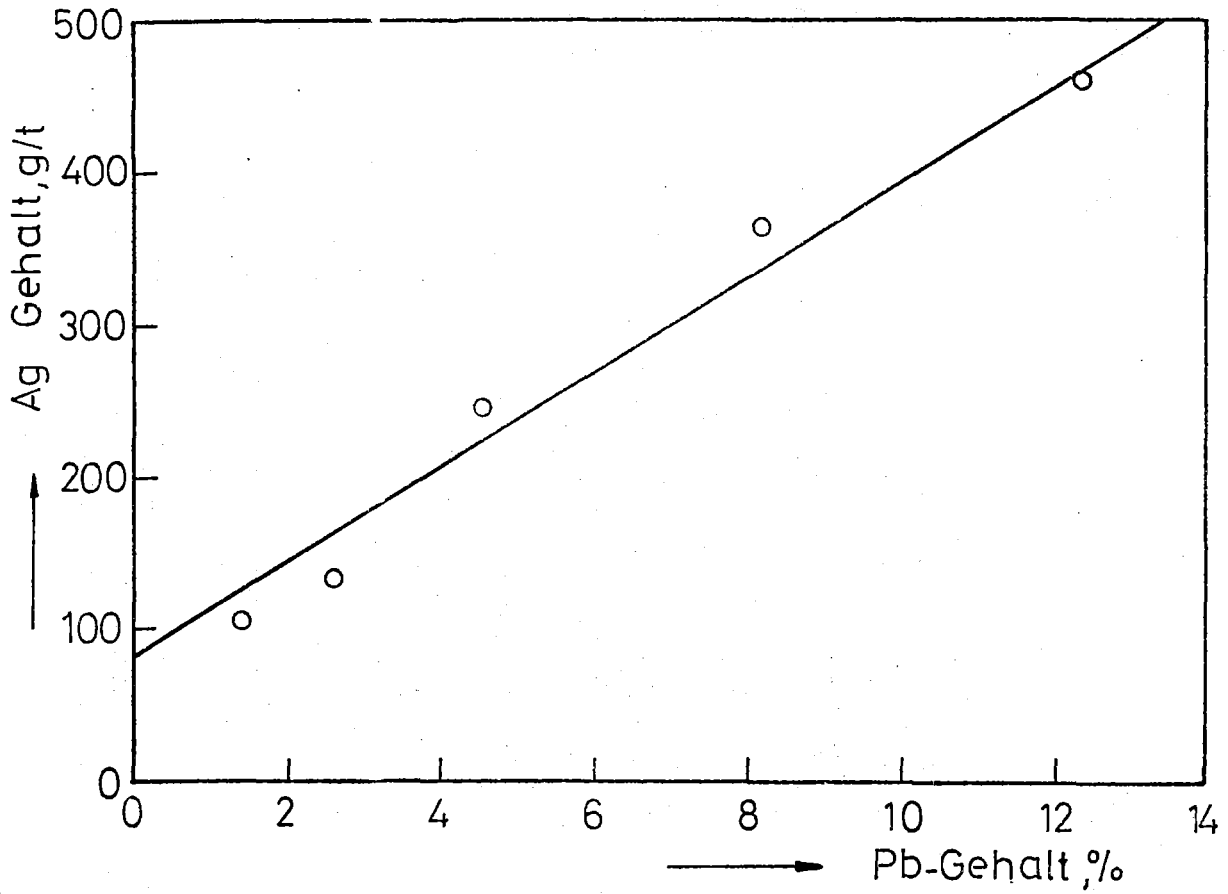
Produkt	S2
Probe	
Masse%	13·53
Geh.% Cu	6·26
Geh.% Pb	7·55
Geh.% Zn	9·36
Geh.% Fe	33·14
Vert.% Cu	40·21
Vert.% Pb	37·86
Vert.% Zn	48·18
Vert.% Fe	14·23

Produkt	S6
Probe	7
Masse%	2·74
Geh.% Cu	10·46
Geh.% Pb	5·20
Geh.% Zn	19·40
Geh.% Fe	23·79
Vert.% Cu	13·61
Vert.% Pb	5·28
Vert.% Zn	20·23
Vert.% Fe	2·07

Produkt	R6
Probe	8
Masse%	10·79
Geh.% Cu	5·19
Geh.% Pb	8·15
Geh.% Zn	6·81
Geh.% Fe	35·52
Vert.% Cu	26·60
Vert.% Pb	32·58
Vert.% Zn	27·95
Vert.% Fe	12·16

Produkt	S3
Probe	5
Masse%	41·39
Geh.% Cu	1·17
Geh.% Pb	1·46
Geh.% Zn	1·84
Geh.% Fe	46·02
Vert.% Cu	23·01
Vert.% Pb	22·55
Vert.% Zn	28·96
Vert.% Fe	60·46

©Literaturarchiv Geologisch-Mineralogisches Landesdienst Steiermark, download https://www.gmld.at/vallberichte.html www.zobodat.at



Regressionsgleichung: Ag (g/t) = 31.1 * % Pb + 81.5

Darstellung der Ag-Gehalte verschiedener Aufbereitungsprodukte in Abhängigkeit vom Pb-Gehalt. Ausgleichsgerade gemäß dem Ergebnis der Regressionsanalyse.	Abb. 70

ZOBODAT - www.zobodat.at

Zoologisch-Botanische Datenbank/Zoological-Botanical Database

Digitale Literatur/Digital Literature

Zeitschrift/Journal: Literaturarchiv Geologisch-Mineralogischer Landesdienst Steiermark

Jahr/Year: 1977

Band/Volume: 139

Autor(en)/Author(s): Steiner Hans Jörg

Artikel/Article: Aufbereitungstechnische Untersuchung von Roherzproben aus der Sulfidlagerstätte WALCHEN bei Öblarn 1-28