



TOGETHER
for a sustainable future

OCCASION

This publication has been made available to the public on the occasion of the 50th anniversary of the United Nations Industrial Development Organisation.



TOGETHER
for a sustainable future

DISCLAIMER

This document has been produced without formal United Nations editing. The designations employed and the presentation of the material in this document do not imply the expression of any opinion whatsoever on the part of the Secretariat of the United Nations Industrial Development Organization (UNIDO) concerning the legal status of any country, territory, city or area or of its authorities, or concerning the delimitation of its frontiers or boundaries, or its economic system or degree of development. Designations such as “developed”, “industrialized” and “developing” are intended for statistical convenience and do not necessarily express a judgment about the stage reached by a particular country or area in the development process. Mention of firm names or commercial products does not constitute an endorsement by UNIDO.

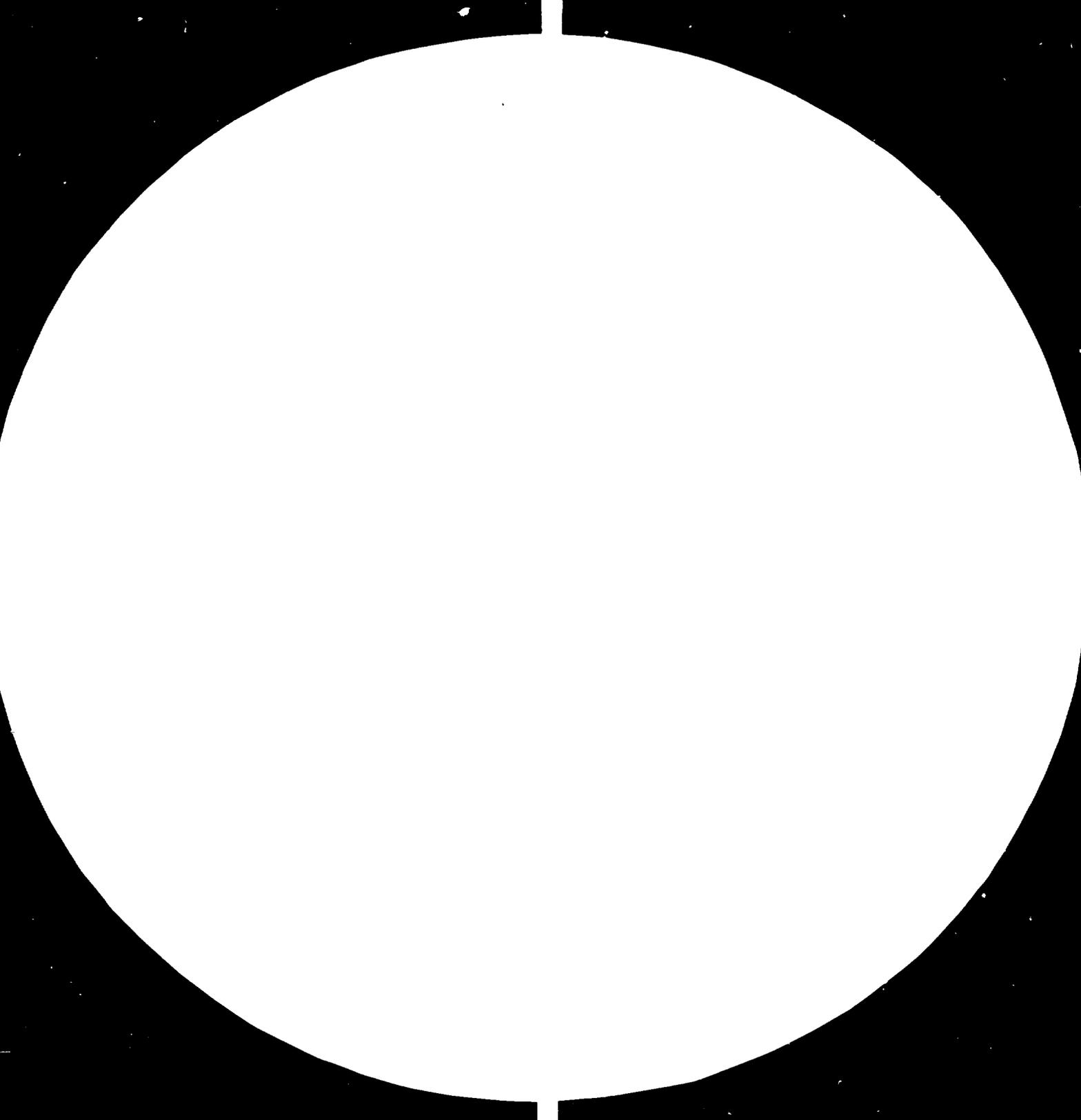
FAIR USE POLICY

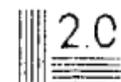
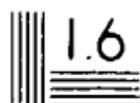
Any part of this publication may be quoted and referenced for educational and research purposes without additional permission from UNIDO. However, those who make use of quoting and referencing this publication are requested to follow the Fair Use Policy of giving due credit to UNIDO.

CONTACT

Please contact publications@unido.org for further information concerning UNIDO publications.

For more information about UNIDO, please visit us at www.unido.org





Resolution Test Chart
1.0 1.1 1.25 1.4 1.6 1.8 2.0 2.2 2.5

СССР
Всесоюзное экспортно-импортное объединение
ЦВЕТМЕТПРОМЭКСПОРТ



10129-R

ЛАБОРАТОРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ
НА ОБОГАТИМОСТЬ ТРЕХ ПРОБ
СПЛОШНЫХ СУЛЬФИДНЫХ
ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД

ПОРТУГАЛИЯ

ОКОНЧАТЕЛЬНЫЙ ОТЧЕТ

(R) LABORATORY TESTS FOR
DETERMINING THE AMENABILITY OF
THREE SAMPLES OF MASSIVE
SULPHIDE POLYMETALLIC ORES TO
BENEFICIATION /PORTUGAL/

Разработан
научно-исследовательским и проектным институтом
механической обработки полезных ископаемых

МЕХАНОБР

ЛЕНИНГРАД
1980

СССР
Всесоюзное экспортно-импортное объединение
ЦВЕТМЕТПРОМЭКСПОРТ

10129-R

ЛАБОРАТОРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ
НА ОБОГАТИМОСТЬ ТРЕХ ПРОБ
СПЛОШНЫХ СУЛЬФИДНЫХ
ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД

Португалия

Окончательный отчет

Разработан
научно-исследовательским и проектным институтом
механической обработки полезных ископаемых
МЕХАНОБР

ЛЕНИНГРАД
1980

А Н Н О Т А Ц И Я

Исследована обогатимость трех проб колчеданной полиметаллической руды сложного вещественного состава, присланной из Португалии. Руда характеризуется тонкой неравномерной вкрапленностью сульфидов в пирите.

Установлено, что флотацией руды целесообразно обогащать по схеме коллективно-селективной флотации. Получены свинцовый, медный и цинковый концентраты, пробы 1 и 2, которые пригодны для обычных способов металлургической переработки, то же относится к цинковому продукту пробы 3, содержание цинка 37-40%. Извлечено в одноименные концентраты свинца 30-42,6%, меди 50,4-67%, цинка 55-69,8%.

Имеется принципиальная возможность переработки КИВЦТ-процессом полупродуктов, полученных по указанной схеме.

Флотационные коллективные свинцово-медно-цинковые концентраты возможно перерабатывать окислительно-автоклавным процессом с последующим выделением металлов из продуктов выщелачивания. Полученные результаты указывают на технологическую конкурентно-способность комбинированной схемы со схемой коллективно-селективной флотации.

Предложены принципиальные комбинированные схемы переработки руды.

О Г Л А В Л Е Н И Е

| | Стр. |
|-----------------------------------------------------------------------------------------------------|-------|
| 1. В в е д е н и е | 4 |
| 2. Вещественный состав проб руды | 5-12 |
| 3. Исследования обогатимости проб руды | 10-52 |
| 3.1. Условия проведения исследований | 10-12 |
| 3.2. Исследования по схеме коллективно-селективной флотации | 12-40 |
| 3.2.1. Основная свинцово-медная флотация | 12-19 |
| 3.2.2. Цинковая флотация | 20-25 |
| 3.2.3. Селекция свинцово-медного концентрата | 25-28 |
| 3.2.4. Опыты по получению паритного концентрата | 28-31 |
| 3.2.5. Заключительные опыты по принципу непрерывного процесса | 31-41 |
| 3.3. Исследования по схеме коллективной флотации | 41-50 |
| 3.4. Оценка качества полупродуктов обогащения, как возможного сырья КВЦЭТ-процесса | 50-52 |
| 3.5. В в о д ы | 52-53 |
| 4. Поисковые исследования гидрометаллургической переработки продуктов обогащения | 53-65 |
| 4.1. Опыты переработки цинкового продукта | 54-59 |
| 4.2. Результаты переработки коллективного концентрата, полученного при обогащении пробы 2 | 59-64 |
| 4.3. Опыты переработки коллективного концентрата, полученного при обогащении пробы 3 | 64-67 |
| 4.4. В в о д ы | 67-68 |
| 5. З а к л ю ч е н и е | 68-72 |
| 6. Рекомендации по использованию результатов выполненных лабораторных исследований | 70 |

І. В В Е Д Е Н И Е

Одним из немногочисленных и наиболее значимых полезных ископаемых Португалии является так называемый меденосный колчедан. Португальский пиритовый пояс расположен в провинции Алентехо. Месторождение находится в ряду крупнейших месторождений массивного залегания пиритов в мире, запасы его превышают 200 млн. тонн. Ввиду того, что руды содержат галенит, сфалерит, медные минералы, месторождение характеризуется как сплошная комплексная сульфидная минерализация.

Пириты добываются в Португалии в течение многих лет в качестве сырья для отраслей промышленности, работающих с использованием серы и извлечением цветных металлов из огарков. Масштабы добычи и переработки руды крайне невелики. По имеющимся сведениям предварительные исследования пиритов, проведенные в 1972-73 г.г. (страна, проводившая исследования, нам не известна), сделали возможным заключить, что пириты можно рассматривать не только в качестве сырья содержащего серу, но и в качестве полиметаллической руды, что особенно важно в связи с увеличением спроса на цветные металлы внутри страны. Последнее обстоятельство в значительной мере может способствовать увеличению добычи пиритов.

Однако, характеристика португальских пиритов, сложность вещественного состава их определили необходимость проведения специальных обширных исследований. Одними из таковых являются настоящие исследования, проводимые в рамках контракта № 78/87 между Организацией Промышленного развития ООН ("ЮНИДО") и В/О "Цветметпромэкспорт" по теме "Лабораторные исследования на обогатимость трех проб сплошных сульфидных полиметаллических руд" (Португалия).

Исследования проводились с целью определения возможных технологических показателей и рациональной схемы обогащения трех проб пиритсодержащей руды.

Согласно контракту, в ходе выполнения исследований, Заказчику переданы два промежуточных отчета - первый, именуемый "Вещественный состав проб" - в феврале 1979 г;

— второй — "Исследования по флотационному обогащению" — в сентябре 1979 г.

В последнем изложены результаты исследований проб руды по схеме селективно-коллективной флотации, коллективной флотации с последующей селекцией коллективного свинцово-медно-цинкового концентрата. Результаты опытов по схеме селективной флотации не приводятся, т.к. на стадии поиска не выявилось целесообразности продолжения исследований в этом направлении.

Настоящий отчет является окончательным отчетом, в котором в виде самостоятельных разделов приведены результаты поисковых исследований по гидрометаллургической переработке коллективного свинцово-медно-цинкового концентрата (проба руды 2 и 3) и цинкового концентрата, полученного из руды пробы 3, а также дано заключение о пригодности переработки процессом "Кивцэт" некоторых продуктов обогащения.

Поскольку результаты исследований вещественного состава и флотационных испытаний проб руды приведены полностью в двух вышеуказанных промежуточных отчетах, в данном отчете эти части излагаются лишь в объеме, который позволил бы сделать общую оценку обогатимости их.

2. ВЕЩЕСТВЕННЫЙ СОСТАВ ПРОБ РУДЫ.

На основании полученных данных изучения минерального, химического и фазового состава продуктов обогащения уточнен вещественный состав исследуемых проб руды (таблицы 2.1 — 2.4) и сделано следующее заключение: руда проб содержит 81,4—88,2% пирита, т.е. по сути дела представляет собой колчеданную полиметаллическую руду с вкраплениями свинцовых, медных и цинковых минералов. При этом характерным является наличие тонкой и весьма неравномерной вкрапленности в пирите всех полезных минералов, которая изменяется от 0,001—0,008 мм до преобладающей крупности выделений: галенита 0,006—0,02 (проба 1) и 0,01—0,03 (пробы 2 и 3); халькопирита 0,01—0,03 (пробы 1 и 3) и 0,008—0,04 (проба 2); блеклой руды 0,01—0,04 мм; сфалерита 0,02—0,03 мм, в последнем в виде изоморфной примеси содержится 4—7% железа. Следует от-

Таблица 2.1.

Спектральный анализ.

| Элементы | Чувствительность | Оценка содержания в пробах, ‰ | | |
|----------|------------------|-------------------------------|----------|----------|
| | | 1 | 2 | 3 |
| Кремний | 0,001 | десятые | н. целые | целые |
| Алюминий | 0,001 | десятые | десятые | десятые |
| Магний | 0,0003 | десятые | десятые | десятые |
| Кальций | 0,005 | сотые | сотые | сотые |
| Железо | 0,001 | целые | целые | целые |
| Марганец | 0,001 | десятые | десятые | сотые |
| Никель | 0,001 | тысячные | тысячные | тысячные |
| Кобальт | 0,001 | сотые | сотые | сотые |
| Титан | 0,001 | тысячные | тысячные | тысячные |
| Молибден | 0,0003 | тысячные | тысячные | тысячные |
| Цирконий | 0,003 | тысячные | тысячные | тысячные |
| Медь | 0,001 | целые | десятые | целые |
| Свинец | 0,01 | целые | целые | целые |
| Сурьма | 0,01 | сотые | десятые | сотые |
| Серебро | 0,001 | тысячные | тысячные | тысячные |
| Висмут | 0,001 | сотые | тысячные | сотые |
| Мышьяк | 0,1 | десятые | десятые | десятые |
| Цинк | 0,1 | целые | целые | целые |
| Кадмий | 0,01 | тысячные | тысячные | тысячные |
| Олово | 0,003 | сотые | сотые | сотые |
| Барий | 0,03 | сотые | десятые | десятые |
| Иттрий | 0,001 | следы | следы | следы |

В пробах не обнаружено: хрома, ванадия, вольфрама, гафния, ниобия, тантала, бериллия, таллия, германия, галлия, индия, лантана, стронция, лития, фосфора, урана, тория, скандия, церия, рения.

Таблица 2.2.

Химический анализ проб руды

| Компоненты | С о д е р ж а н и е , % | | |
|----------------------------|-------------------------|---------|---------|
| | Проба I | Проба 2 | Проба 3 |
| Свинец | 1,22 | 0,95 | 0,80 |
| Медь | 0,85 | 0,30 | 1,17 |
| Цинк | 2,86 | 2,68 | 2,08 |
| Сера | 48,46 | 47,47 | 44,50 |
| Железо | 40,73 | 40,37 | 38,75 |
| Мышьяк | 0,86 | 0,78 | 0,78 |
| Окись алюминия | 0,14 | 0,22 | 0,18 |
| Окись магния | < 0,05 | ~ 0,2 | < 0,05 |
| Окись кальция | 0,14 | 0,16 | 0,16 |
| Окись кремния | 0,65 | 2,42 | 7,80 |
| Марганец | 0,12 | 0,10 | 0,08 |
| Кобальт | 0,0366 | 0,012 | 0,043 |
| Окись титана | < 0,03 | < 0,03 | < 0,03 |
| Кадмий | 0,0066 | 0,009 | 0,0068 |
| Висмут | 0,022 | 0,0066 | 0,019 |
| Окись натрия | 0,15 | < 0,010 | < 0,10 |
| Окись калия | 0,3 | 0,1 | 0,3 |
| Олово | < 0,01 | 0,019 | 0,013 |
| Молибден | < 0,005 | < 0,005 | < 0,005 |
| Сурьма | 0,05 | 0,107 | 0,065 |
| Ртуть | 0,011 | 0,010 | 0,010 |
| В руде содержится в г/т | | | |
| Золото | 0,85 | 0,82 | 0,45 |
| Серебро | 20,9 | 42,7 | 20,94 |

Таблица 2.3.

Результаты фазового химического анализа
на соединения свинца, меди и цинка

| Формы соединений | С о д е р ж а н и е , % | | | | | |
|--------------------------|-------------------------|------|------|---------------|-------|-------|
| | абсолютное | | | относительное | | |
| | П р о б ы | | | | | |
| | 1 | 2 | 3 | 1 | 2 | 3 |
| <u>Свинец в форме:</u> | | | | | | |
| галенита | 1,02 | 0,79 | 0,68 | 83,6 | 83,2 | 85,1 |
| окисленных соединений | 0,09 | 0,06 | 0,03 | 7,4 | 6,3 | 3,7 |
| связанного с пиритом | 0,11 | 0,10 | 0,09 | 9,0 | 10,5 | 11,2 |
| свинец общий | 1,22 | 0,95 | 0,80 | 100,0 | 100,0 | 100,0 |
| <u>Медь в форме:</u> | | | | | | |
| халькопирита | 0,42 | 0,05 | 0,77 | 48,8 | 15,0 | 63,1 |
| блеклой руды | 0,44 | 0,26 | 0,44 | 51,2 | 85,0 | 36,1 |
| вторичных суль- фидов | - | - | 0,01 | - | - | 0,8 |
| Медь общая | 0,86 | 0,31 | 1,22 | 100,0 | 100,0 | 100,0 |
| <u>Цинк в форме:</u> | | | | | | |
| сфалерита | 2,57 | 2,39 | 1,91 | 89,9 | 89,2 | 93,2 |
| смитсонита | 0,29 | 0,29 | 0,14 | 10,1 | 10,8 | 6,8 |
| Цинк общий | 2,86 | 2,68 | 2,05 | 100,0 | 100,0 | 100,0 |

Минеральный состав и крупность выделений минералов

| № пп | Наименование минерала | Проба I | | | | Проба II | | |
|------|----------------------------|---------------|-----------------------------|------|-------------|---------------|---------------------|---------|
| | | Содержание, % | Крупность выделений в мм | | | Содержание, % | Крупность выделений | |
| | | | от | до | преобладает | | от | до |
| | <u>Рудная часть</u> | 99,0 | | | | 96,0 | | |
| I | Пирит | 88,2 | 0,004 | 9,0 | 0,04-0,1 | 87,4 | 0,004 | 10,0 |
| 2 | Сфалерит | 5,0 | 0,001 | 3,0 | 0,02-0,03 | 4,3 | 0,002 | 0,5 |
| 3 | Арсенопирит | 1,7 | 0,004 | 0,1 | 0,01-0,02 | 1,6 | 0,008 | 0,2 |
| 4 | Халькопирит | 1,3 | эмульс. вкрапл. менее 0,001 | 0,2 | 0,01-0,02 | 0,2 | эмульс. вкрапл. | 0,9-1,0 |
| 5 | Галенит | 1,3 | <0,001 | 0,1 | 0,006-0,02 | 1,1 | 0,002 | 0,2 |
| 6 | Смитсонит | 0,3 | 0,01 | 0,2 | 0,03-0,05 | 0,5 | 0,01 | 0,2 |
| 7 | Блеклая руда ^{x)} | 1,0 | 0,004 | 0,1 | 0,01-0,03 | 0,5 | 0,008 | 0,4 |
| 8 | Бурнонит | 0,1 | 0,004 | 0,05 | 0,01-0,02 | 0,2 | 0,03 | 0,04 |
| 9 | Буланжерит | 0,1 | 0,008 | 0,05 | 0,01-0,03 | | | |
| 10 | Англезит | ед. зерна | 0,02 - 0,03 | | | ед. зерна | 0,03-0,04 | |
| 11 | Пирротин | ед. зерна | 0,008 - 0,02 | | | | | |
| 12 | Станнин | ед. зерна | | | | | | |
| 13 | Магнетит | - | - | - | - | 0,2 | 0,1 | 0,15 |
| 14 | Борнит | - | - | - | - | - | - | - |
| | <u>Нерудная часть</u> | 1,0 | | | | 4,0 | | |
| 15 | Кварц и халцедон | 0,6 | 0,01 | 0,6 | 0,05-0,1 | 2,1 | 0,01 | 0,25 |
| 16 | Серицит | 0,2 | 0,01 | 0,2 | 0,04-0,06 | 1,2 | 0,008 | 0,25 |
| 17 | Хлорит | 0,2 | 0,02 | 0,2 | 0,03-0,05 | 0,3 | 0,01 | 0,1 |
| 18 | Полевые шпаты | ед. зерна | 0,05-0,1 | | | 0,4 | 0,05-0,08 | |
| 19 | Кальцит | | | | | | | |

Примечание: x) В пробах I и 3 - теннантит, в пробе 2 - тетраэдрит.

SECTION 1

Таблица 2.4.

Состав и крупность выделений минералов в пробах.

| мм преобладает | П р о б а 2 | | | | П р о б а 3 | | | |
|-------------------|------------------|--------------------------|-----------|-------------|------------------|--------------------------|------------|-------------|
| | Содержание, % | Крупность выделений в мм | | | Содержание, % | Крупность выделений в мм | | |
| | | от | до | преобладает | | от | до | преобладает |
| | 96,0 | | | | 91,3 | | | |
| 0,1 | 87,4 | 0,004 | 10,0 | 0,06-0,1 | 81,4 | 0,002 | 6,0-7,0 | 0,04-0,1 |
| 0,03 | 4,3 | 0,002 | 0,5 | 0,02-0,04 | 3,4 | 0,002 | 1,0-2,0 | 0,01-0,03 |
| 0,02 | 1,6 | 0,008 | 0,2 | 0,02-0,04 | 1,5 | 0,004 | 0,1 | 0,01-0,03 |
| 0,02 | 0,2 | эмульс. вкрапл. | 0,9-1,0 | 0,008-0,04 | 2,3 | эмульс. вкрапл. | 0,4-0,5 | 0,01-0,03 |
| 0,02 | 1,1 | 0,002 | 0,2 | 0,01-0,03 | 0,8 | 0,002 | 0,2 | 0,02-0,03 |
| 0,05 | 0,5 | 0,01 | 0,2 | 0,03-0,05 | 0,6 | 0,02 | 0,2 | 0,03-0,05 |
| 0,03 | 0,5 | 0,008 | 0,4 | 0,03-0,04 | 1,0 | 0,004 | 0,2 | 0,02-0,03 |
| 0,02 | 0,2 | | 0,03-0,04 | | 0,3 | 0,002 | 0,1 | 0,02-0,03 |
| 0,03 | ед. зерна | | 0,03-0,04 | | ед. зерна | | 0,02-0,03 | |
| | 0,2 | 0,1 | 0,15 | 0,03-0,04 | - | - | - | - |
| | - | - | - | - | ед. зерна | | 0,004-0,01 | |
| | 4,0 | | | | 8,7 | | | |
| 0,1 | 2,1 | 0,01 | 0,25 | 0,05-0,1 | 7,5 | 0,02 | 1,0-2,0 | 0,06-0,1 |
| 0,06 | 1,2 | 0,008 | 0,25 | 0,02-0,03 | 0,6 | 0,01 | 0,4 | 0,03-0,05 |
| 0,05 | 0,3 | 0,01 | 0,1 | 0,03-0,04 | 0,3 | 0,02 | 0,2 | 0,03-0,05 |
| | 0,4 | | 0,05-0,08 | | 0,3 | | 0,03-0,05 | |

тетраэдрит.

SECTION 2

метить, что нередко зерна минералов содержат микровключения пирита и, как это имело место при обогащении руды пробы 3, именно присутствие мельчайших включений пирита в сфалерите не дало возможности получить цинковый концентрат из этой пробы.

Факт наличия тончайших включений галенита в пирите подтвержден присутствием в рудах и продуктах обогащения так называемого галенита "связанного" с пиритом, определенного фазовым химическим анализом при крупности измельчения анализируемой пробы — 92–95%–0,044 мм.

Присутствие в рудах таких сложных по своему составу минералов как бурнонит (CuPbSb_2), буланжерит ($\text{Pb}_5\text{Sb}_4\text{S}_{11}$), блеклая руда — теннантит в пробах I и 3 и тетраэдрит в пробе 2, как будет видно в дальнейшем, осложнило процесс селекции минералов и привело к концентрации сурьмы в свинцовом и медном концентратах. В рудах присутствует мышьяк, ртуть, последняя концентрируется в цинковых концентратах (660–1200 г/т руды).

Таким образом, несмотря на промышленное содержание в пробах свинца, цинка и меди, в связи с отмеченными выше особенностями вещественного состава руды, рассматриваемые пробы являются сложным объектом для обогащения.

3. ИССЛЕДОВАНИЯ ОБОГАТИМОСТИ ПРОБ РУДЫ.

3.1. Условия проведения исследований.

Руда проб поступила крупностью 10–100 мм. После общей разделки проб, выделения средних проб руды для изучения вещественного состава, руда для флотационных исследований дробилась небольшими порциями до крупности — 3 мм, с целью уменьшения окисления сульфидов в процессе хранения. Как показала практика проведения исследований этих проб руды, окисление сульфидов все же наблюдалось, что выражалось в понижении во времени флотационной активности медных и особенно свинцовых минералов. Естественный pH пульпы с 5,1–5,8 в начале исследований, снизился до 4,4–4,8 при завершении испытаний, что по всей вероятности явилось результатом увеличения содержания в пульпе закисного железа и сульфатов.

Измельчение навесок руды, доизмельчение продуктов обогащения проводилось в лабораторных шаровых мельницах конструкции института Механобр. Для разных стадий измельчения подбирались необходимая шаровая нагрузка из шаров соответствующего размера; так для доизмельчения продуктов обогащения применялась дробь размером 3-5 мм. Измельчение руды производилось при $T:Ж=1:0,5$, доизмельчение продуктов обогащения - $T:Ж=1:1$.

Флотация - основные и контрольные операции проводились в аппарате объемом 3 литра. В остальных операциях использовались аппараты объемом от 1 л до 0,05 л. Все флотоаппараты механического типа, имитирующие промышленные образцы машин института Механобр. Дебит засасываемого воздуха контролировался реометром - индикатором или ротаметром и во всех операциях составил 1 литр на литр объема камеры в минуту.

При лабораторных исследованиях для классификации материала применялся седиментационный метод. В качестве контрольного класса приняты классы 0,01-0,02 мм.

В процессе исследований использовались обычные, технические реагенты, применяемые на отечественных обогатительных фабриках. Все реагенты, за исключением извести и активированного угля, подавались в процесс в виде водных растворов. Во всех циклах обогащения в качестве вспенивателя применяли метилизобутилкарбинол (МИБК).

Замер концентрации водородных ионов проводился с помощью стеклянного электрода.

Опыты по принципу непрерывного процесса из четырех, пяти и десяти навесок (последнее относится лишь к циклу свинцово-медной флотации), осуществлялись в течение четырех-пяти дней. Причем в один день полностью проводилась одна навеска с получением всех конечных продуктов. Промпродукты соответствующих циклов оставлялись на следующий день. Флотационные опыты проводились на воде, состав которой приведен в таблице 3.1.

Таблица 3.1.

Данные анализа состава воды.

| Ингредиенты | Единицы измерения | Содержание |
|-----------------|----------------------|------------|
| pH | - | 6,7 |
| Щелочность | мг-экв | 0,32 |
| Окисляемость | мг O ₂ /л | 5,9 |
| Плотный остаток | мг/л | 79,5 |
| Железо общее | мг/л | 0,16 |
| Кальций | " | 7,5 |
| Сульфаты | " | 21,5 |
| Хлориды | " | 8,5 |
| Бикарбонаты | " | 15,0 |
| Общая жесткость | мг-экв | 0,91 |

3.2. Исследования по схеме коллективно-селективной флотации.

3.2.1. Основная свинцово-медная флотация.

Исходя из характера вкрапленности полезных минералов в пирите и данных анализов о возможном раскрытии сростков минералов в процессе измельчения, которые показали, что в классе +0,044 мм от 70% до 90-100% сфалерита, халькопирита, блеклой руды и практически весь галенит находятся в сростках, а заметное раскрытие сростков можно наблюдать только с класса -0,03+0,019 мм, представлялось целесообразным руду перед флотацией измельчить таким образом, чтобы выход класса +0,044 мм был минимальным. При этом одновременно желательно было уменьшить ошламование сульфидов, так как практика обогащения показала, что увеличение содержания в пульпе тонких шламов полезных минералов при наличии пирита не только снижает извлечение полезных компонентов, но и резко ухудшает селективность процесса. Испытанные режимы измельчения и классификации не позволили избежать ошламования сульфидов. Так при содержании в измельченных продуктах класса - 0,044 мм %: 94,7, 91,9 и 92,5 соответственно

по пробам 1, 2, и 3 выход класса - 0,010 мм составил 34-39% (графики рисунков 3.1.). При дальнейшем незначительном повышении содержания класса - 0,044 мм, значительно возростал выход класса - 0,010 мм, что в результате очевидно сказалось бы отрицательно на технологических показателях.

Как правило, при тонкой неравномерной вкрапленности полезных минералов применяют многостадийные схемы измельчения и флотации. Однако, опыты проведенные на испытуемых пробах руды с измельчением в две-пять стадий показали, что в оптимальном для каждой пробы руды реагентном режиме на стадии лабораторных исследований, руду можно измельчать в две стадии, так как последующие стадии измельчения, при той вкрапленности полезных минералов, которую мы в данном случае имели, не дали реального прироста извлечения металлов, пенные продукты флотации при низком содержании металлов в них представлены пиритом, содержащим включения свинцовых, цинковых и медных минералов, размер которых не превышает 0,002-0,008 мм.

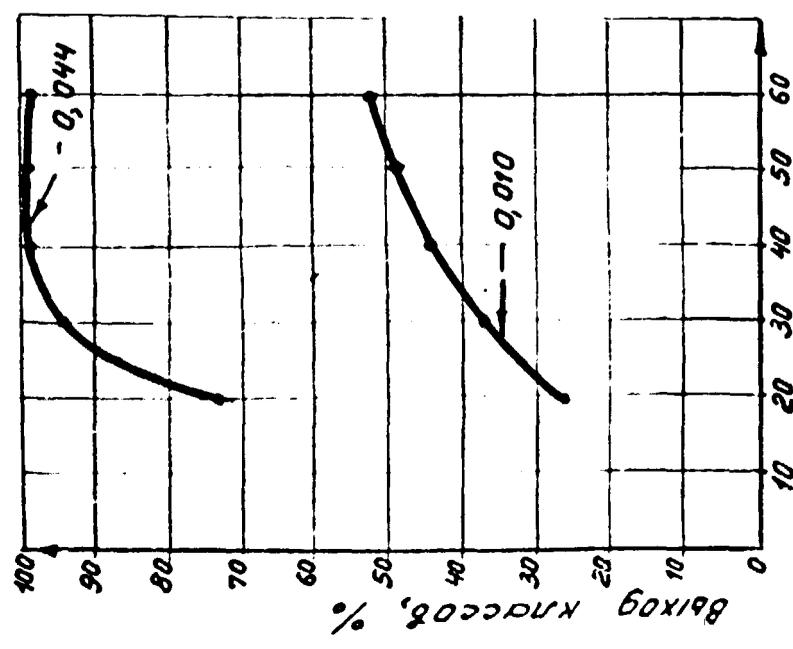
В цикле основной свинцово-медной флотации, после испытания ряда реагентных режимов для депрессии сфалерита и пирита, применен режим давший наибольший технологический эффект по сравнению с другими режимами, хотя и в этом случае показатели по извлечению металлов не получены высокими. Режим основан на применении сульфоксидных соединений в щелочной среде, последующего окисления пульпы перед флотацией и подачи в эту операцию сульфата цинка и цианида. Описанный режим депрессии пирита и сфалерита имеет правовую защиту в СССР.

В качестве сульфоксидного соединения применен натрий дитионит ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_4$), щелочного модификатора - сода. Натрий дитионит - технический продукт, используемый текстильной промышленностью.

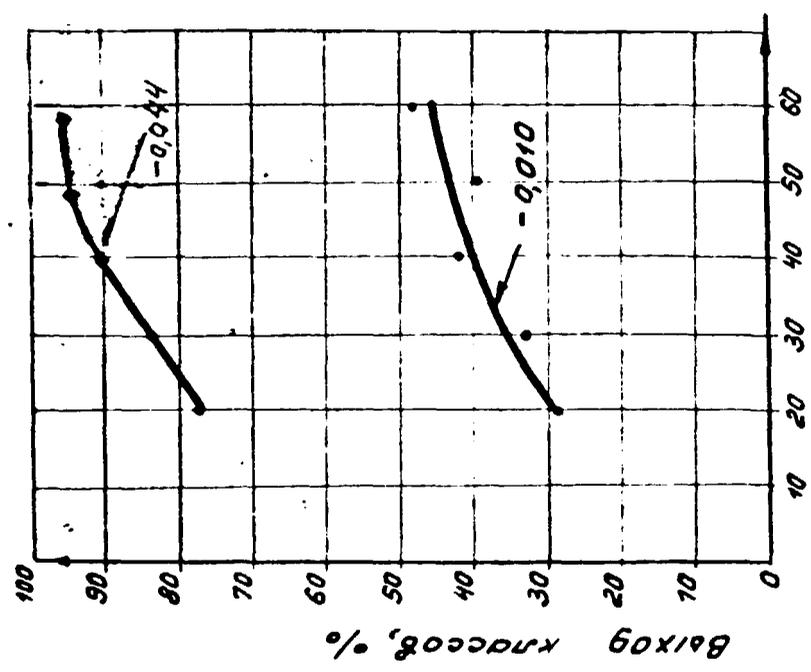
Необходимая степень окисления перед флотацией контролировалась по активности пульпы к кислороду, на основании измерений поглотимости кислорода твердой фазой пульпы в мл/г час.

Применение других восстановителей, равно как замена соды известью, отрицательно сказывались на технологических показателях. В перечистных операциях депрессия пирита и сфалерита достигалась подачей тех же реагентов, что и в цикл основной флотации.

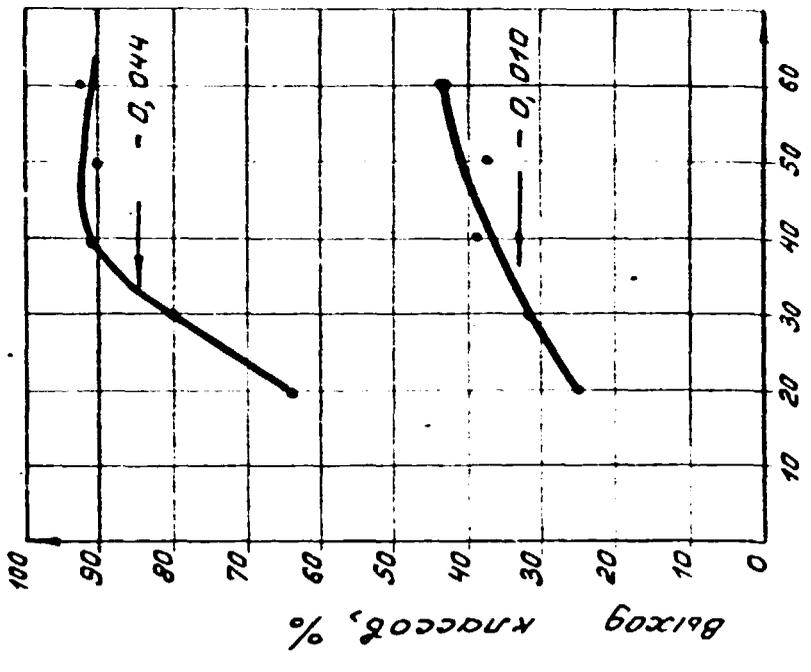
проба 1



проба 2



проба 3



Время измельчения, мин

Рис.3.1. Зависимость содержания класса 0,044 мм и 0,010 мм от времени измельчения проб руды

2

Результаты опытов по сравниваемым режимам (на уровне основной свинцово-медной флотации для руды пробы I) приводятся в таблице 3.2. Результаты свидетельствуют об эффективности выбранного реагентного режима по сравнению с другими испытанными режимами. Сравнительно низкое извлечение свинца и меди в черновой свинцово-медный концентрат, по всей вероятности, является следствием характера вкрапленности указанных сульфидов в ширите и имеющим место значительным ошлагованием их в процессе измельчения. Так в хвостах свинцово-медной флотации в классе 0,005 мм потери свинца и меди составляют 30-40% каждого, но в то же время подавляющее количество свинцовых и медных минералов в классах крупности более 0,005 мм представлено включениями в ширите крупность выделений которых такова, что имеющимися в нашем распоряжении средствами измельчения высвободить их не представилось возможным.

На основании опытов открытого цикла флотации определялись схема и реагентный режим опытов замкнутого цикла флотации. Полученные результаты опытов, проведенных по оптимальным схемам и режимам для каждой пробы руды приводятся в таблице 3.3, схемы - на рисунках 3.2 и 3.3. Ввиду неудовлетворительного разассигнования в условиях замкнутого цикла флотации промпродукта первой перемычки свинцово-медного концентрата руды пробы 2, последний выводился из процесса в виде конечного продукта. Целесообразность применения такого приема при обогащении указанной пробы продиктована вещественным составом продукта, а именно: при крупности продукта 1000^c 0,02 мм, свинцовые и медные минералы в нем в свободном виде практически отсутствуют: галенит, халькопирит, тетраэдрит представлены включениями в ширите, редко сфалерите, размером 0,002-0,008 мм. Небольшое количество бурнонита и буланжерита находящиеся в продукте - это также включения их в ширите размером 0,002-0,004 мм. При проведении опытов на руде проб I и 3 промпродукты свинцово-медного цикла флотации в условиях непрерывного процесса разассигновывались удовлетворительно.

Результаты сравнительных опытов свинцово-медной флотации, проведенные на руде пробы I

Таблица 3.2.

| Наименование продуктов | Выход, % | Содержание, % | | | Извлечение, % | | | Суммарное извлечение свинца и меди, % | Индекс селективности, % | Примечание |
|----------------------------|----------|---------------|-------|------|---------------|-------|------|---------------------------------------|-------------------------|---------------------------------------------|
| | | свинца | цинка | меди | свинца | цинка | меди | | | |
| Свинцово-медный концентрат | 17,2 | 4,15 | 2,16 | 3,90 | 77,5 | 15,2 | 80,5 | 158,0 | 142,8 | Условия проведения флотации на рисунке 3.2. |
| Свинцово-медный концентрат | 16,7 | 3,50 | 1,48 | 3,68 | 54,7 | 9,1 | 68,5 | 123,2 | 114,1 | |

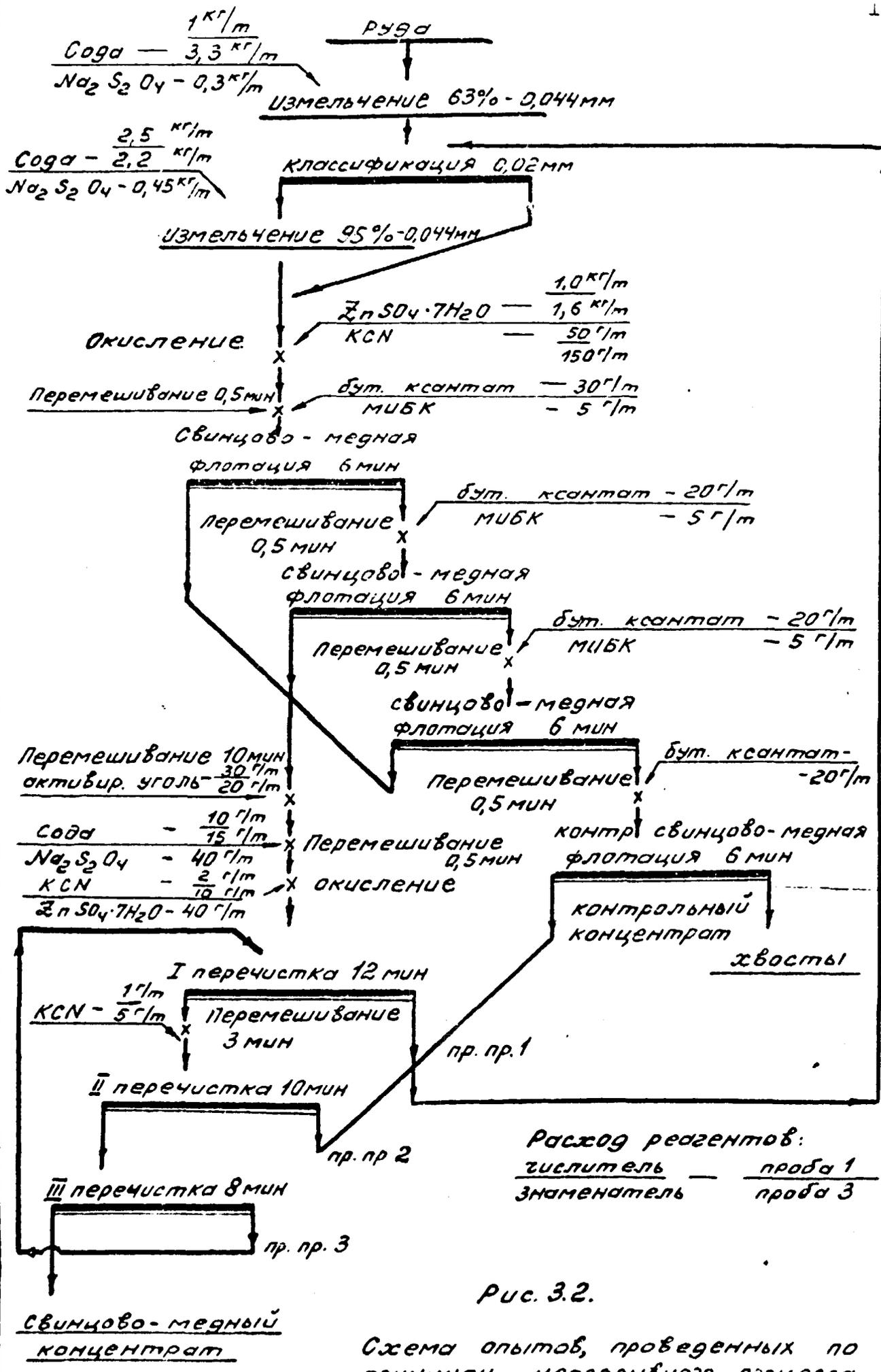


Рис. 3.2.

Схема опытов, проведенных по принципу непрерывного процесса (1 пр. пр. 1 и пр. пр. 2)

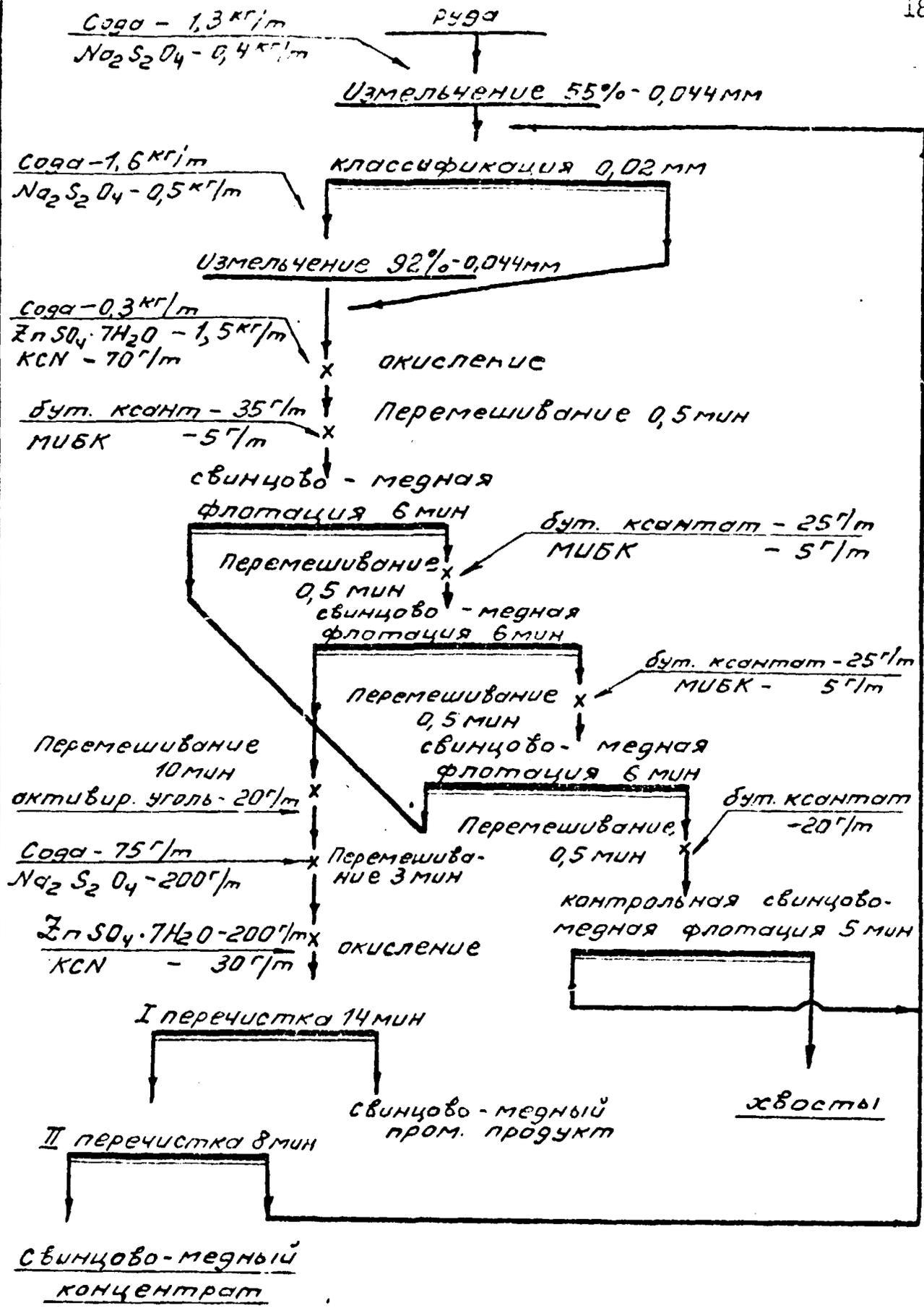


Рис. 3.3

схема оп 550, проведенного по принципу непрерывного процесса

Таблица 3.3.

Результаты опытов свинцово-медной флотации, проведенных
в условиях непрерывного процесса.

| № пробы | № опыта | Наименование продуктов | Выход, % | Содержание, % | | | Извлечение, % | | | Примечание |
|---------|---------|-----------------------------|-------------|---------------|-------|-------|---------------|-------|-------|--------------|
| | | | | свинца | цинка | меди | свинца | цинка | меди | |
| I | 88 | Свинцово-медный концентрат | 7,5 | 10,44 | 2,88 | 8,53 | 65,3 | 8,0 | 77,6 | Рисунок 3.2 |
| | | Хвосты | 92,5 | 0,45 | 2,68 | 0,20 | 34,7 | 92,0 | 22,4 | |
| | | Р у д а | 100,0 | 1,20 | 2,70 | 0,83 | 100,0 | 100,0 | 100,0 | |
| 2 | 550 | Свинцово-медный концентрат | 4,4 | 11,27 | 5,90 | 4,68 | 58,3 | 9,6 | 66,3 | Рисунок 3.3 |
| | | Свинцово-медный промпродукт | 7,7 | 0,95 | 3,64 | 0,20 | 8,6 | 10,4 | 5,0 | |
| | | Хвосты | 87,9 | 0,32 | 2,45 | 0,10 | 33,1 | 80,0 | 28,7 | |
| | | Р у д а | 100,0 | 0,85 | 2,69 | 0,30 | 100,0 | 100,0 | 100,0 | |
| 3 | 1049 | Свинцово-медный концентрат | 6,8 | 7,47 | 4,06 | 13,91 | 62,9 | 14,7 | 80,8 | Рисунок 3.2. |
| | | Хвосты | 93,2 | 0,32 | 1,86 | 0,24 | 37,1 | 85,3 | 19,2 | |
| | | Р у д а | 100,0 | 0,81 | 2,01 | 1,17 | 100,0 | 100,0 | 100,0 | |

3.2.2. Цинковая флотация.

Присутствие в рудах большого количества пирита, тесная его ассоциация со всеми сульфидами, в том числе и сфалеритом, наличие изоморфной примеси железа в сфалерите, предопределило трудность получения цинковых концентратов с высоким содержанием цинка.

Извлечение цинка из руды всех проб не вызывало особых затруднений без предварительного сгущения хвостов свинцово-медной флотации. Активация сфалерита осуществлялась сернокислотной медью; депрессия пирита - аэрацией пульпы с загрузкой в эту операцию извести до pH- во флотации 11,8-12,0, что соответствовало содержанию свободной окиси кальция 280-300 г/м³ пульпы и, в перемешивании перед флотацией - небольших загрузок цианида.

Ряд коллекторов, проверенных в этом цикле флотации, не показал преимущества перед бутиловым ксантатом, с применением которого и проводились все дальнейшие исследования. Исследованиями определена целесообразность пром. продукты цинкового цикла флотации всех проб руды обогащать в отдельном цикле и выводить из процесса часть пирита в виде камерного продукта (хвосты цинковой флотации). При этом получены весьма разные и в целом невысокие показатели обогащения в цикле цинковой флотации (таблица 3.4.). Так при обогащении руды пробы 2, при извлечении цинка в цинковый концентрат 69,3% (от руды), получен цинковый концентрат с содержанием цинка 51,88% (опыт 550, рисунок 3,5). Из руды пробы I, при проведении опытов по схеме рисунка 3.4 (опыт 98), получен цинковый концентрат с содержанием цинка 50,31%; при извлечении цинка в него 55,5%, из промпродуктов выделен полупродукт, в который извлечено 13% цинка при содержании в нем цинка 35,94%. При обогащении руды пробы 3 ни по одной из испытанных схем не был получен цинковый концентрат. В лучшем опыте (опыт 1059, таблица 3.4), проведенном по схеме рисунка 3.4, получено два цинковых продукта - один с содержанием цинка 40,31%, второй - 14,2% при извлечении цинка в них 49,6% и 19,5% соответственно.

Известные флотационные методы, применяемые для удаления пирита и повышения содержания цинка в цинковых концентратах и продуктах, в данном случае не дали удовлетворительных результатов, что связано с присутствием в продуктах значительного количества

Таблица 3.4.

Результаты опытов цинковой флотации, проведенных
в условиях непрерывного процесса.

| № про- бы | № опыта | Наименование продуктов | Выход, % | | Содержание, % | | | Извлечение, % | | | | | | Примечание |
|--------------|---------|-------------------------------------------------|----------|------------------|---------------|-------|------|---------------|------------------|---------|------------------|---------|------------------|-----------------|
| | | | от руды | от опера- ции | свин- ца | цинка | меди | свинца | | цинка | | меди | | |
| | | | | | | | | от руды | от опе- рации | от руды | от опе- рации | от руды | от опе- рации | |
| I | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 | 15 |
| I | 98 | Цинковый концентрат | 3,0 | 3,2 | 0,50 | 50,31 | 0,28 | 1,3 | 3,5 | 55,5 | 61,6 | 0,9 | 4,3 | Рисунок 3.4. |
| | | Цинковый концентрат пром.продуктовой флотац. | 1,0 | 1,1 | 0,75 | 35,94 | 2,54 | 0,7 | 1,8 | 13,2 | 15,1 | 2,9 | 13,5 | |
| | | Общий цинковый кон- центрат | 4,0 | 4,3 | 0,56 | 46,63 | 0,86 | 2,0 | 5,3 | 68,7 | 76,7 | 3,8 | 17,8 | |
| | | Хвосты цинковой флота- ции | 13,4 | 14,4 | 0,45 | 2,25 | 0,39 | 5,2 | 14,2 | 11,0 | 12,4 | 6,0 | 27,2 | |
| | | Хвосты Хвосты свинцово-медной флотации | 75,5 | 81,3 | 0,45 | 0,35 | 0,14 | 28,8 | 80,5 | 9,8 | 10,9 | 12,3 | 55,0 | |
| 2 | 550 | Цинковый концентрат | 3,6 | 4,1 | 0,52 | 51,88 | 0,26 | 2,2 | 6,6 | 69,3 | 86,6 | 3,0 | 10,4 | Рисунок 3.5. |
| | | Хвосты цинковой флотации | 5,5 | 6,3 | 0,48 | 1,36 | 0,16 | 3,1 | 9,4 | 2,8 | 3,5 | 2,8 | 9,8 | |
| | | Хвосты | 78,8 | 89,6 | 0,30 | 0,27 | 0,09 | 27,8 | 84,0 | 7,9 | 9,9 | 22,9 | 79,8 | |
| | | Хвосты свинцово- медной флотации | 87,9 | 100,0 | 0,32 | 2,45 | 0,10 | 33,1 | 100,0 | 80,0 | 100,0 | 28,7 | 100,0 | |

Продолжение таблицы 3.4.

| I | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 | 15 |
|---|------|--------------------------------------------------|------|-------|------|-------|------|------|-------|------|-------|------|-------|-----------------|
| 3 | 1049 | Цинковый концентрат | 2,5 | 2,7 | 0,38 | 40,31 | 0,64 | 1,1 | 2,9 | 49,6 | 62,0 | 1,4 | 5,9 | Рисунок 3.4. |
| | | Цинковый концентрат пром.продуктовой флотации | 2,8 | 3,0 | 0,72 | 14,2 | 1,74 | 2,4 | 6,2 | 19,5 | 24,3 | 4,1 | 17,8 | |
| | | Общий цинковый концентрат | 5,3 | 5,7 | 0,56 | 26,5 | 0,70 | 3,5 | 9,1 | 69,1 | 86,3 | 5,5 | 23,7 | |
| | | Хвосты цинковой флотации | 7,6 | 8,2 | 0,50 | 0,73 | 0,42 | 4,6 | 11,8 | 2,7 | 3,4 | 2,7 | 11,7 | |
| | | Хвосты Хвосты свинцово- медной флотации | 79,7 | 86,1 | 0,32 | 0,21 | 0,22 | 30,9 | 79,1 | 8,3 | 10,3 | 14,9 | 64,6 | |
| | | | 92,6 | 100,0 | 0,35 | 1,76 | 0,29 | 39,0 | 100,0 | 80,1 | 100,0 | 23,1 | 100,0 | |

х) Расход реагентов
приведен г/т руды

23.
Хвосты свинцово-мезной флотации

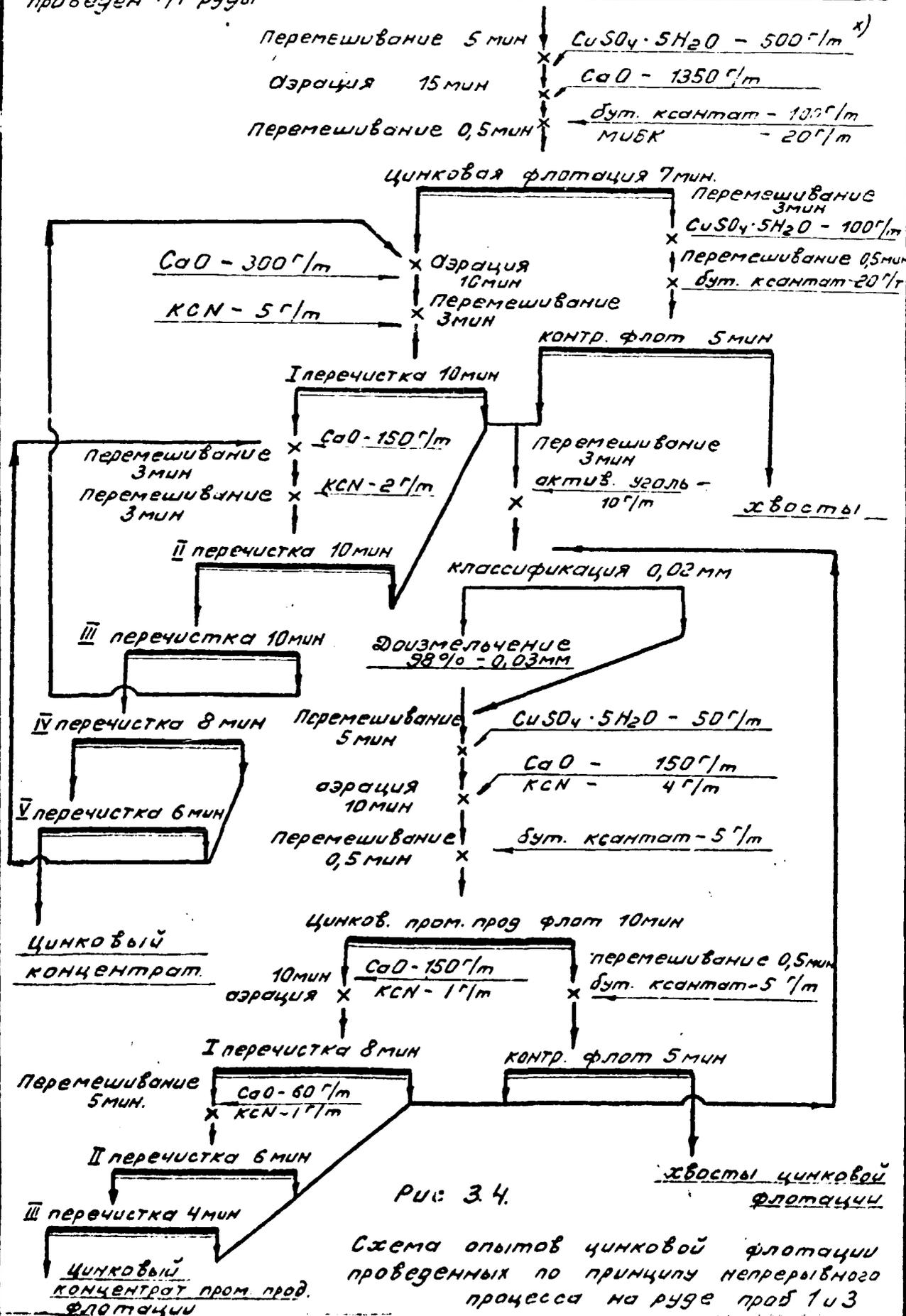


Рис. 34.

Схема опытов цинковой флотации
проведенных по принципу непрерывного
процесса на руде проб 1 и 3

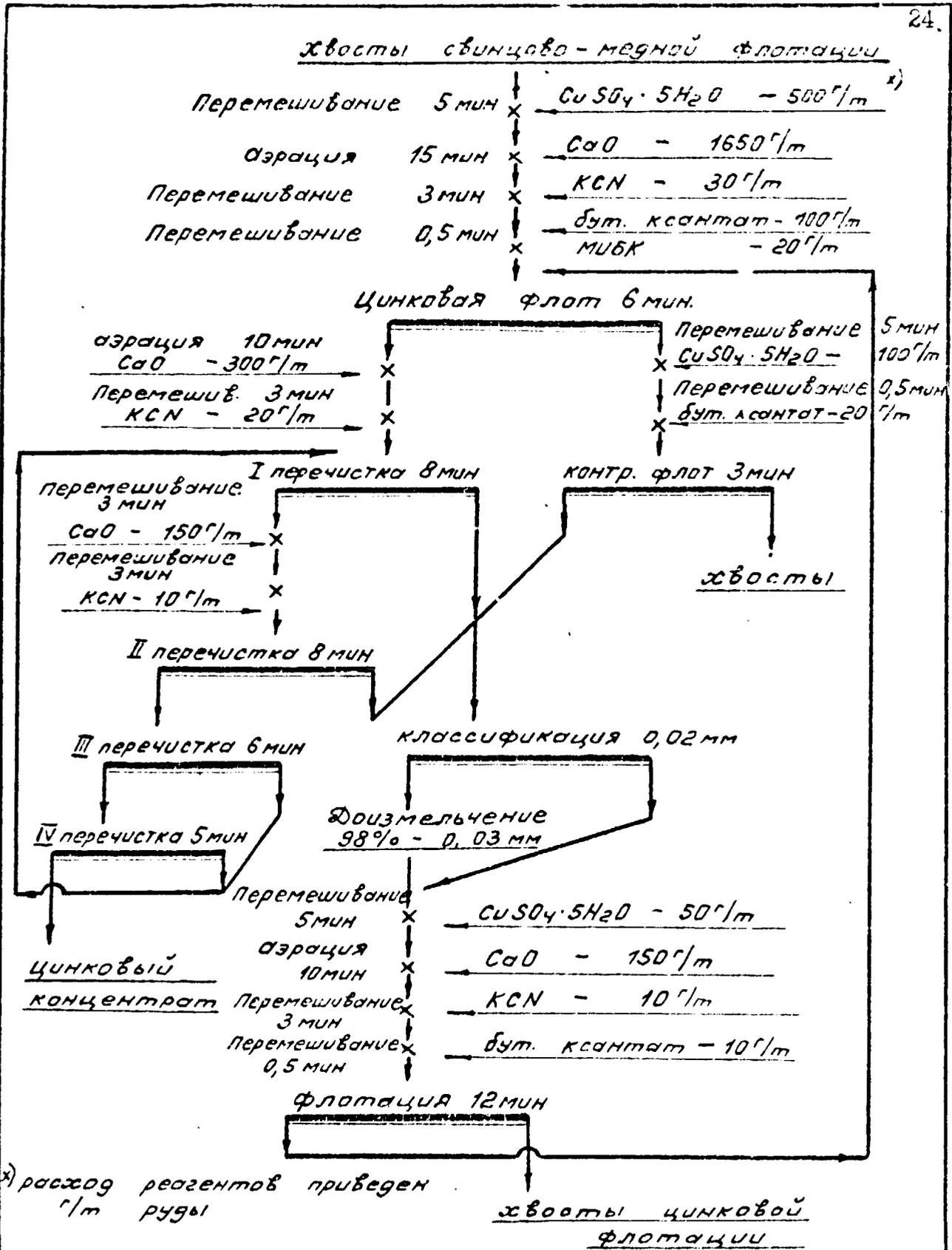


Рис 3.5

Схема опытов цинковой флотации, проведенных по принципу непрерывного процесса на руде пробы 2

7
свободных зерен сфалерита, крупностью 0,008–0,02 мм, как бы "наполненных" микровключениями пирита и более крупных зерен пирита с включениями сфалерита, размер которых не превышает 0,006–0,008 мм.

3.2.3. Селекция свинцово-медного концентрата.

В практике селективной флотации одной из трудных задач является разделение свинцово-медного концентрата. В нашем случае задача осложнялась тем, что разделяемый продукт содержит большое количество пирита, представлен весьма тонким материалом (100% класса – 0,030 мм) и, несмотря на предшествующую разделению операцию доизмельчения, пирит находится не только в свободном виде, но и с включениями разделяемых минералов; как уже отмечалось свинцовые минералы представлены не только галенитом, но бурнонитом и буланжеритом, медные – халькопиритом, блеклой рудой-теннантитом и тетраэдритом, поведение которых в процессе разделения не было ясно. По данным фазового химического анализа от 44–48% (проба 1 и 3) до 90% (проба 2) меди в свинцово-медном концентрате содержится в виде блеклых руд.

Для разделения свинцово-медного концентрата в настоящих исследованиях использованы как цианидный так и бесциановый режимы, как обеспечившие наиболее высокие показатели селекции на стадии поиска. В обоих случаях перед операцией разделения проводилась десорбция реагентов активированным углем, расход последнего составил 75–80 г/т руды, что соответствовало 350–400 г/т коллективного концентрата. Первый – предусматривает обработку концентрата перед разделением цианидом и сернокислым цинком в содовой среде при pH 9–9,5 для депрессии медных минералов, второй – сернокислым железом и сульфитом натрия при pH 5,5–5,6, создаваемым загрузкой серной кислоты, для депрессии свинцовых минералов. Бесциановый режим потребовалось применить для разделения свинцово-медного концентрата, полученного из руды пробы 2, т.к. при постановке опытов было отмечено, что в присутствии в продукте большого количества тетраэдрита разделение свинцовых минералов от медных с применением цианида проходило неудовлетворительно: вместе со свинцовыми минералами, медные – активно флотировались в пенный продукт, причем по мере увеличе-

Таблица 3.5.

Результаты опытов разделения свинцово-медного концентрата в открытом цикле.

| № про- бы | № опы- та | Наименование продукта | Выход, % | Содержание, % | | | Извлечение, % | | | Индекс селектив- ности, % | Примечание |
|--------------|--------------|-------------------------------|-------------|---------------|-------|-------|---------------|-------|-------|---------------------------------|-------------------------|
| | | | | свнца | цинка | меди | свнца | цинка | меди | | |
| 1 | 90 | Свинцовый кон-т | 13,3 | 37,5 | 2,36 | 4,82 | 51,9 | 10,3 | 7,8 | 44,1 | Рисунок 3.6 Схема 1. |
| | | Пром. продукт 2 | 6,7 | 7,75 | 2,95 | 10,90 | 5,4 | 6,5 | 8,9 | | |
| | | Пром. продукт 1 | 22,2 | 6,15 | 3,00 | 11,00 | 14,3 | 21,8 | 29,6 | | |
| | | Медный продукт | 57,8 | 4,71 | 2,06 | 7,66 | 28,4 | 61,4 | 53,7 | | |
| | | Свинцово-медный концентрат | 100,0 | 8,24 | 3,05 | 8,24 | 100,0 | 100,0 | 100,0 | | |
| 2 | 352 | Медный кон-т | 15,6 | 4,10 | 3,35 | 18,25 | 5,5 | 9,4 | 69,0 | 63,5 | Рисунок 3.6 Схема 2 |
| | | Пром. продукт 2 | 3,1 | 10,20 | 4,30 | 4,08 | 2,7 | 2,4 | 3,1 | | |
| | | Пром. продукт 1 | 21,9 | 11,40 | 4,70 | 1,65 | 21,7 | 18,5 | 8,8 | | |
| | | Свинцовый продукт | 59,4 | 13,60 | 6,52 | 1,33 | 70,1 | 69,7 | 19,1 | | |
| | | Свинцово-медный концентрат | 100,0 | 11,53 | 5,56 | 4,12 | 100,0 | 100,0 | 100,0 | | |
| 3 | 1065 | Свинцовый кон-т | 12,5 | 36,16 | 3,85 | 4,75 | 63,1 | 9,7 | 4,5 | 58,6 | Рисунок 3.6 Схема 1 |
| | | Пром. продукт+ медный продукт | 87,5 | 3,01 | 5,13 | 14,93 | 36,9 | 90,3 | 95,5 | | |
| | | Свинцово-медный концентрат | 100,0 | 7,16 | 4,97 | 13,66 | 100,0 | 100,0 | 100,0 | | |

СХЕМА 1

свинцово-медный концентрат

классификация - 0,01 мм
измельчение 98% - 0,03 мм

перемешивание 5 мин
перемешивание 10 мин
перемешивание 0,5 мин
свинцовая флотация 12 мин

перемешивание 10 мин
KCN - 70 г/л
ZnSO₄ · 7H₂O - 200 г/л
медный концентрат

I перемешивание 5 мин
пром. прог 1

II перемешивание 3 мин
свинцовый концентрат
пром. прог 2

СХЕМА 2

свинцово-медный концентрат

перемешивание 5 мин
активированный уголь - 400 г/л

классификация - 0,01 мм
доизмельчение 96,5% - 0,03 мм

перемешивание 10 мин
FeSO₄ · 7H₂O - 400 г/л
Na₂SO₃ - 1200 г/л
перемешивание 0,5 мин
H₂SO₄ 90 pH 5,5 - 5,6
бут. кислотом - 50 г/л
МУБК - 50 г/л

медная флотация 10 мин
перемешивание 10 мин
FeSO₄ · 7H₂O - 200 г/л
Na₂SO₃ - 600 г/л
свинцовый концентрат

I перемешивание 5 мин
пром. прог 1

II перемешивание 3 мин
медный концентрат
пром. прог 2

Рис. 3.6

а) расход реагентов приведен г/т коллекторного медно-свинцового концентрата

Схемы опытов разделения свинцово-медного концентрата

ния дозировок цианида флотирваемость их возрастала. Нужно отметить, что в нашем случае, ввиду большого количества пирита, находящегося в свинцово-медном концентрате, по обоим реагентным режимам, камерным продуктом не были получены соответствующие концентраты, требовалось дополнительное обогащение хвостов флотации. Результаты некоторых опытов разделения свинцово-медного концентрата, проведенных в открытом цикле в оптимальном режиме, приводятся в таблице 3.5, схемы и условия проведения их на рисунке 3.6. Способ разделения свинцово-медного концентрата без применения цианида защищен авторским правом в СССР.

3.2.4. Опыты по получению пиритного концентрата.

Так как хвосты рудного цикла флотации проб 1 и 2 содержат 50-48% серы и по сути дела являются высококачественным пиритным концентратом, операция пиритной флотации предусмотрена только при обогащении руды пробы 3. С этой целью после проведения цинковой флотации рудные хвосты сгущались до содержания твердого 58-60%, репульпировались и для снижения щелочности пульпы перемешивались с сернистым железом (7 кг/т руды) или серной кислотой (4 кг/т). Флотацию вели при pH ~7 с бутиловым ксантатом и вспенивателем. Получен пиритный концентрат, который содержит 50,31% серы при извлечении серы от руды - 69,6% (85,40% от операции флотации). Как свидетельствуют данные таблицы 3.6 и таблицы 3.7 хвосты пиритной флотации (по сравнению с пиритным концентратом) обогащены свинцом, цинком и медью и представлены более тонким материалом, причем преимущественная концентрация металлов в классе - 0,01 мм. Так в этом классе крупности потери составили: свинца 85,3%, цинка 83,5%, меди - 75,1% (от продукта). Минералогический анализ хвостов пиритной флотации показал, что наряду с пиритом в заметных количествах в них присутствуют минералы породы. Сульфиды, представлены либо свободными мелкими зернами размером от 0,006 до 0,002 мм и мельче, либо эмульсионной вкрапленностью в пирите (свинцовые, медные и цинковые минералы) и минералах породы (все сульфиды, включая пирит). Сложность оценки тонких материалов под микроскопом не позволила с достаточной степенью точности оценить характер теряемых минералов (свободные

Таблица 3.6.

Результаты опыта флотации пирита из хвостов рудного
цикла флотации пробы 3 с сернистым железом

| № опыта | Наименование продуктов | Выход, % | | Содержание, % | | | | Извлечение, % | | | | | | | |
|---------|------------------------|----------|-------------|---------------|-------|------|-------|---------------|-------------|---------|-------------|---------|-------------|---------|-------------|
| | | от руды | от операции | свинца | цинка | меди | серы | свинца | | цинка | | меди | | серы | |
| | | | | | | | | от руды | от операции | от руды | от операции | от руды | от операции | от руды | от операции |
| 1062 | Пиритный концентрат | 61,6 | 77,3 | 0,18 | 0,15 | 0,18 | 50,31 | 13,4 | 43,3 | 4,7 | 55,9 | 9,5 | 63,8 | 69,6 | 85,4 |
| | Хвосты | 18,1 | 22,7 | 0,80 | 0,42 | 0,35 | 29,2 | 17,5 | 56,7 | 3,7 | 44,1 | 5,4 | 36,2 | 11,8 | 14,6 |
| | Исходный продукт | 79,7 | 100,0 | 0,32 | 0,21 | 0,22 | 45,52 | 30,9 | 100,0 | 8,4 | 100,0 | 14,9 | 100,0 | 81,4 | 100,0 |

Содержание и распределение металлов по классам крупности продуктов ширитного цикла флотации пробы 3

| Классы крупности, мм | Выход, % | | Ширитный концентрат | | | | | | | | | | | | Выход | | |
|----------------------|----------|-------------|---------------------|-------|------|-------|------------------|-------------|---------|-------------|---------|-------------|---------|-------------|---------|-------------|-------|
| | от руды | от продукта | Содержание, % | | | | Распределение, % | | | | | | | | от руды | от продукта | |
| | | | свинца | цинка | меди | серы | свинца | | цинка | | меди | | серы | | | | |
| | | | | | | | от руды | от продукта | от руды | от продукта | от руды | от продукта | от руды | от продукта | | | |
| +0,074 | | | | | | | | | | | | | | | | | 0,36 |
| -0,074+0,044 | 4,56 | 7,4 | 0,22 | 0,27 | 0,34 | 46,23 | 1,25 | 9,3 | 0,63 | 13,4 | 1,32 | 13,9 | 4,7 | 6,8 | | | 1,17 |
| -0,044+0,030 | 3,82 | 6,2 | 0,17 | 0,18 | 0,35 | 51,12 | 0,80 | 6,0 | 0,35 | 7,4 | 1,16 | 12,2 | 4,3 | 6,3 | | | 0,62 |
| -0,030+0,019 | 10,10 | 16,4 | 0,14 | 0,175 | 0,16 | 49,70 | 1,71 | 12,8 | 0,75 | 16,0 | 1,41 | 14,8 | 11,2 | 16,2 | | | |
| -0,019+0,015 | 12,57 | 20,4 | 0,14 | 0,13 | 0,13 | 49,82 | 2,13 | 15,9 | 0,68 | 14,5 | 1,36 | 14,3 | 13,9 | 20,2 | | | 1,32 |
| -0,015+0,010 | 13,03 | 21,2 | 0,17 | 0,13 | 0,16 | 50,07 | 2,72 | 20,3 | 0,86 | 18,4 | 1,81 | 19,1 | 14,5 | 21,1 | | | 1,95 |
| -0,010 | 17,49 | 28,4 | 0,23 | 0,16 | 0,16 | 52,08 | 4,79 | 35,7 | 1,43 | 30,3 | 2,44 | 25,7 | 20,2 | 29,4 | | | 12,68 |
| Исходный продукт | 61,60 | 100,0 | 0,18 | 0,15 | 0,18 | 50,31 | 13,40 | 100,0 | 4,7 | 100,0 | 9,5 | 100,0 | 68,8 | 100,0 | | | 18,10 |

Таблица 3.7.

продуктов пиритного

| | | | | Хвосты пиритной флотации | | | | | | | | | | | | | |
|---------|-------------|---------|-------------|--------------------------|-------------|---------------|-------|------|-------|------------------|-------------|---------|-------------|---------|-------------|---------|-------------|
| свинец | | серь | | Выход, % | | Содержание, % | | | | Распределение, % | | | | | | | |
| от руды | от продукта | от руды | от продукта | от руды | от продукта | свинца | цинка | меди | серь | свинца | | цинка | | меди | | серь | |
| | | | | | | | | | | от руды | от продукта | от руды | от продукта | от руды | от продукта | от руды | от продукта |
| 2 | 13,9 | 4,7 | 6,8 | 0,36 | 2,0 | 0,64 | 0,49 | 0,59 | 11,68 | 0,3 | 1,6 | 0,08 | 2,3 | 0,18 | 3,4 | 0,4 | 3,4 |
| 3 | 12,2 | 4,3 | 6,3 | 1,17 | 6,5 | 0,58 | 0,22 | 0,54 | 11,68 | 0,5 | 3,1 | 0,13 | 3,4 | 0,54 | 10,0 | | |
| 1 | 14,8 | 11,2 | 16,2 | 0,62 | 3,4 | 0,24 | 0,19 | 0,21 | 14,60 | 0,2 | 1,0 | 0,06 | 1,6 | 0,11 | 2,0 | 0,2 | 1,7 |
| 3 | 14,3 | 13,9 | 20,2 | 1,32 | 7,3 | 0,38 | 0,20 | 0,18 | 13,60 | 0,6 | 3,5 | 0,13 | 3,5 | 0,20 | 3,7 | 0,4 | 3,4 |
| 1 | 19,1 | 14,5 | 21,1 | 1,95 | 10,8 | 0,41 | 0,22 | 0,19 | 14,06 | 1,0 | 5,5 | 0,21 | 5,7 | 0,31 | 5,8 | 0,6 | 5,2 |
| 4 | 25,7 | 20,2 | 29,4 | 12,68 | 70,0 | 0,97 | 0,50 | 0,38 | 36,00 | 14,9 | 85,3 | 3,09 | 83,5 | 4,06 | 75,1 | 10,2 | 86,3 |
| | 100,0 | 68,8 | 100,0 | 18,10 | 100,0 | 0,80 | 0,42 | 0,35 | 29,2 | 17,5 | 100,0 | 3,70 | 100,0 | 5,4 | 100,0 | 11,8 | 100,0 |

SECTION 2

мелкие зерна, включения минералов), но сам порядок величин, приведенный выше, указывает на трудность извлечения их. Вместе с тем в пиритный концентрат флотировались в основном крупные свободные зерна пирита и зерна содержащие микро-включения полезных минералов, присутствие которых прослежено во всех классах крупности.

Можно полагать, что в случае необходимости снижения содержания цветных металлов в пиритных концентратах проб I и 2, потребуется перефлотация хвостов рудного цикла флотации.

3.2.5. Заключительные опыты по принципу непрерывного процесса.

Опыты с целью определения возможных показателей обогащения проб руды, проводились по полной технологической схеме в условиях непрерывного процесса на основании данных полученных в опытах открытого цикла. Полученные результаты приведены в таблице 3.8, схемы - на рисунках 3.7-3.9.

Из приведенных в таблице данных видно, что при обогащении проб руды получены свинцовый, медный и цинковый концентраты (последнее относится к пробам I и 2). При этом извлечение металлов в соответствующие концентраты составило: свинца - 30-42,6%, при содержании свинца в концентрате 40,3-50,8%, меди - 50,4-67%, содержание меди в концентрате 16-24%; цинка - 55,5-69,8% при содержании цинка в концентрате 50,31 - 51,88%. Из руды пробы 3 цинковый концентрат не был получен по причинам, изложенным выше (раздел 3.2.2). Получено два цинковых продукта: один богатый, с содержанием цинка 40,3%, в который извлечено 49,5% цинка, второй - бедный, полученный при обогащении промпродуктов цинкового цикла флотации в самостоятельном цикле, с содержанием цинка 14,2% при извлечении цинка 19,5%.

Нужно иметь в виду, что на завершающем этапе исследований в связи с имевшим место окислением руды, встретились определенные трудности, что отразилось на конечных показателях обогащения особенно пробы 3, в частности: содержание меди в медном концентрате получено ниже, а цинка в свинцовом концентрате выше, чем это имело место в ходе проведения исследований.

Таблица 3.8.

Результаты заключительных опытов, проведенных по
принципу непрерывного процесса на пробах руды.

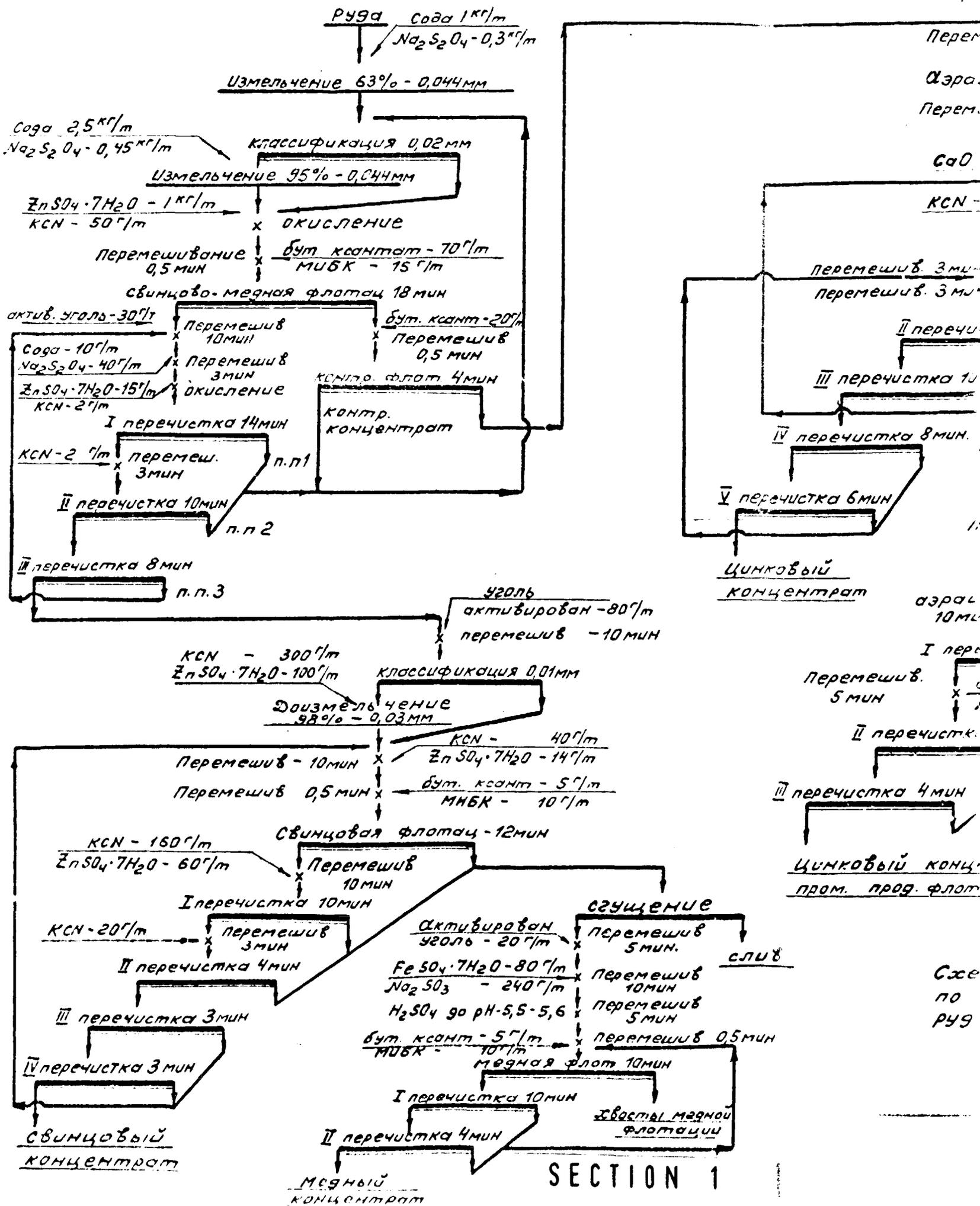
| № проб | № опыта | Наименование продуктов | Выход, % | | Содержание, % | | | Извлечение, % | | | | | | При- меча- ние |
|-----------|------------|---------------------------------------------------|------------|---------------------|---------------|-------|-------|---------------|-------|-------|-------|------|-------|----------------------|
| | | | от руды | от опе- рации | свин- ца | цинка | меди | свинца | | цинка | | меди | | |
| I | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 | 15 |
| I | 98 | Свинцовый концентрат | 0,7 | 9,8 | 50,8 | 2,10 | 3,56 | 30,0 | 46,9 | 0,5 | 4,8 | 2,9 | 3,7 | Рисунок 3.7. |
| | | Медный концентрат | 2,2 | 31,0 | 5,86 | 2,05 | 24,00 | 10,9 | 17,0 | 1,7 | 16,2 | 61,1 | 78,4 | |
| | | Хвосты медной флотации | 4,2 | 59,2 | 6,50 | 5,43 | 2,86 | 23,1 | 36,1 | 8,3 | 79,0 | 13,9 | 17,9 | |
| | | Свинцово-медный концентрат | 7,1 | 100,0 | 10,67 | 4,05 | 9,47 | 64,0 | 100,0 | 10,5 | 100,0 | 77,9 | 100,0 | |
| | | Цинковый концентрат | 3,0 | | 0,51 | 50,31 | 0,28 | 1,3 | | 55,5 | | 0,9 | | |
| | | Цинковый концентрат пром. продуктовой флотации | 1,0 | | 0,75 | 55,94 | 2,54 | 0,7 | | 13,2 | | 2,9 | | |
| | | Хвосты цинковой флотации | 13,4 | | 0,45 | 2,25 | 0,39 | 5,2 | | 11,0 | | 6,0 | | |
| | | Хвосты | 75,5 | | 0,45 | 0,35 | 0,14 | 28,8 | | 9,8 | | 12,3 | | |
| Руда | 100,0 | | 1,18 | 2,72 | 0,86 | 100,0 | | 100,0 | | 100,0 | | | | |
| 2 | 559 | Свинцовый концентрат | 1,0 | 26,3 | 40,30 | 4,00 | 2,65 | 42,6 | 81,6 | 1,5 | 21,1 | 9,3 | 14,5 | Рисунок 3.8 |
| | | Медный концентрат | 0,9 | 23,7 | 5,00 | 4,30 | 16,00 | 4,8 | 9,2 | 1,4 | 19,7 | 50,4 | 78,4 | |
| | | Хвосты свинцовой флотации | 1,9 | 50,0 | 2,39 | 6,00 | 0,70 | 4,8 | 9,2 | 4,2 | 59,2 | 4,6 | 7,1 | |
| | | Свинцово-медный концентрат | 3,8 | 100,0 | 12,98 | 5,07 | 4,84 | 52,2 | 100,0 | 7,1 | 100,0 | 64,3 | 100,0 | |

| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
|---|------|------------------------------------------------|-------|-------|
| | | Свинцово-медный промпродукт | 7,9 | |
| | | Цинковый концентрат | 3,6 | |
| | | Хвосты цинковой флотации | 5,5 | |
| | | Хвосты | 79,2 | |
| | | Руда | 100,0 | |
| 3 | 1064 | Свинцовый концентрат | 0,6 | 8,2 |
| | | Медный концентрат | 4,7 | 63,5 |
| | | Хвосты медной флотации | 2,1 | 28,3 |
| | | Свинцово-медный концентрат | 7,4 | 100,0 |
| | | Цинковый продукт | 2,5 | |
| | | Цинковый концентрат пром. продуктовой флотации | 2,8 | |
| | | Хвосты цинковой флотации | 7,6 | |
| | | Ширитный концентрат | 61,6 | |
| | | Хвосты | 18,1 | |
| | | Руда | 100,0 | |

Продолжение таблицы 3.8.

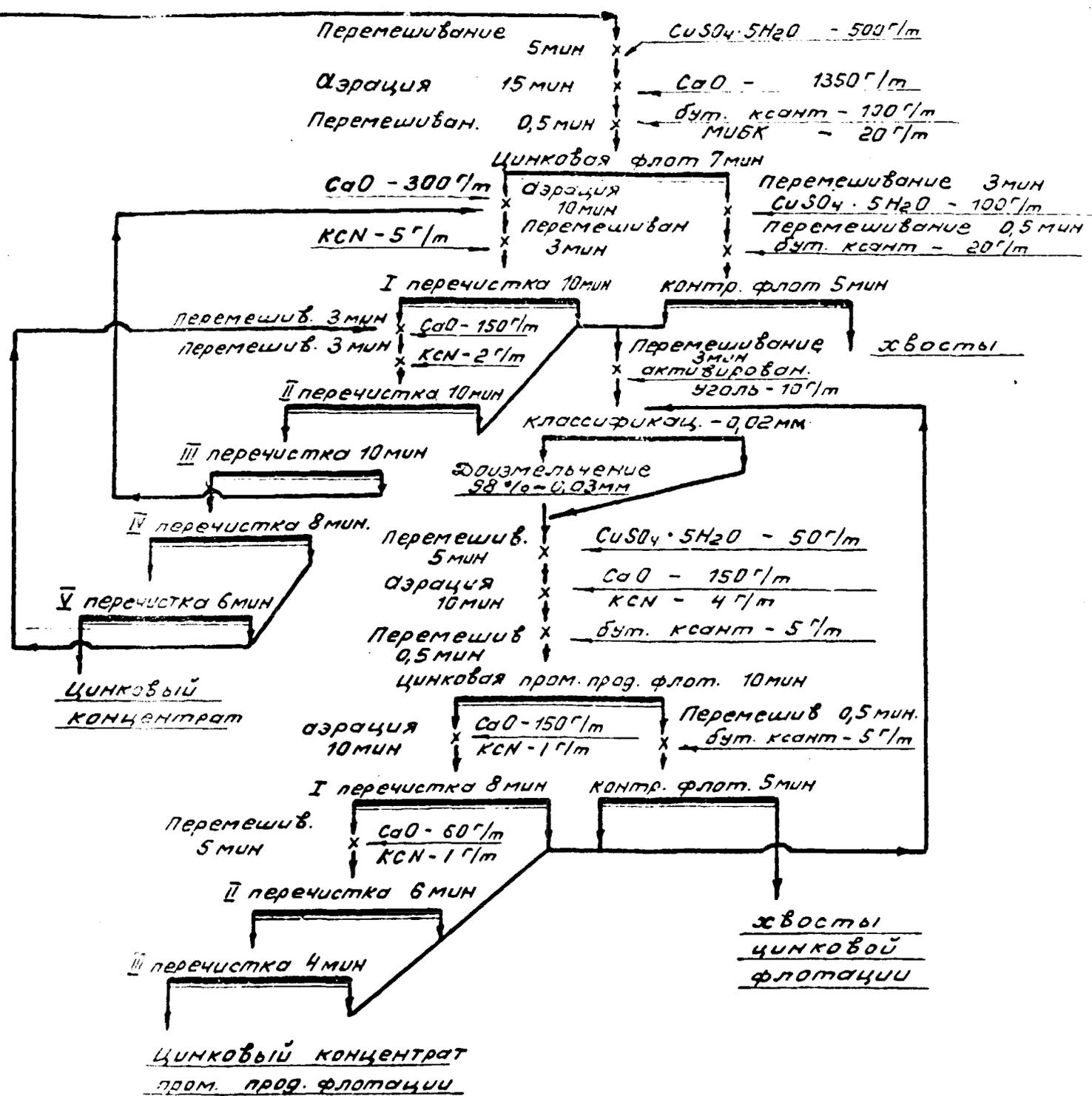
| 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 | 15 |
|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|----|
| 1,30 | 3,64 | 0,20 | 10,9 | | 10,8 | | 5,5 | | |
| 0,75 | 51,88 | 0,26 | 2,8 | | 69,8 | | 3,3 | | |
| 0,69 | 1,36 | 0,16 | 4,0 | | 2,8 | | 3,1 | | |
| 0,36 | 0,32 | 0,086 | 30,1 | | 9,5 | | 23,8 | | |
| 0,95 | 2,68 | 0,29 | 100,0 | | 100,0 | | 100,0 | | |
| 49,31 | 3,02 | 4,28 | 35,5 | 58,2 | 0,9 | 4,5 | 2,2 | 2,9 | |
| 2,76 | 5,50 | 16,71 | 15,6 | 25,6 | 12,7 | 63,8 | 67,0 | 87,1 | |
| 3,95 | 6,14 | 4,31 | 9,9 | 16,2 | 6,3 | 31,7 | 7,7 | 10,0 | |
| 6,87 | 5,48 | 12,18 | 61,0 | 100,0 | 19,9 | 100,0 | 76,9 | 100,0 | |
| 0,38 | 40,31 | 0,64 | 1,1 | | 49,5 | | 1,4 | | |
| 0,72 | 14,20 | 1,74 | 2,4 | | 19,5 | | 4,1 | | |
| 0,50 | 0,73 | 0,42 | 4,6 | | 2,7 | | 2,7 | | |
| 0,18 | 0,15 | 0,18 | 13,4 | | 4,7 | | 9,5 | | |
| 0,80 | 0,42 | 0,35 | 17,5 | | 3,7 | | 5,4 | | |
| 0,83 | 2,03 | 1,17 | 100,0 | | 100,0 | | 100,0 | | |

Рисунок
3.9



SECTION 1

Перемешивание
 Аэрация
 Перемешивание
 CaO
 KCN
 перемешивание 3 мин
 перемешивание 3 мин
 II перецистка
 III перецистка 10 мин
 IV перецистка 8 мин
 V перецистка 6 мин
 Цинковый концентрат
 аэрация 10 мин
 I перецистка
 Перемешивание 5 мин
 II перецистка
 III перецистка 4 мин
 Цинковый концентрат пром. прод. флотация
 Схема по РУ9



-80 г/т
-10 мин

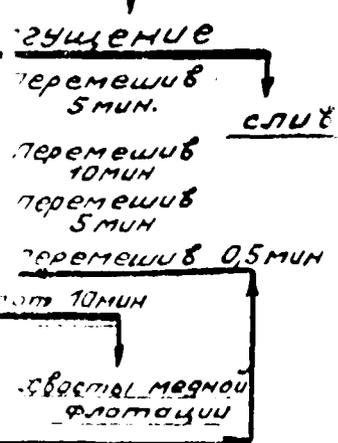
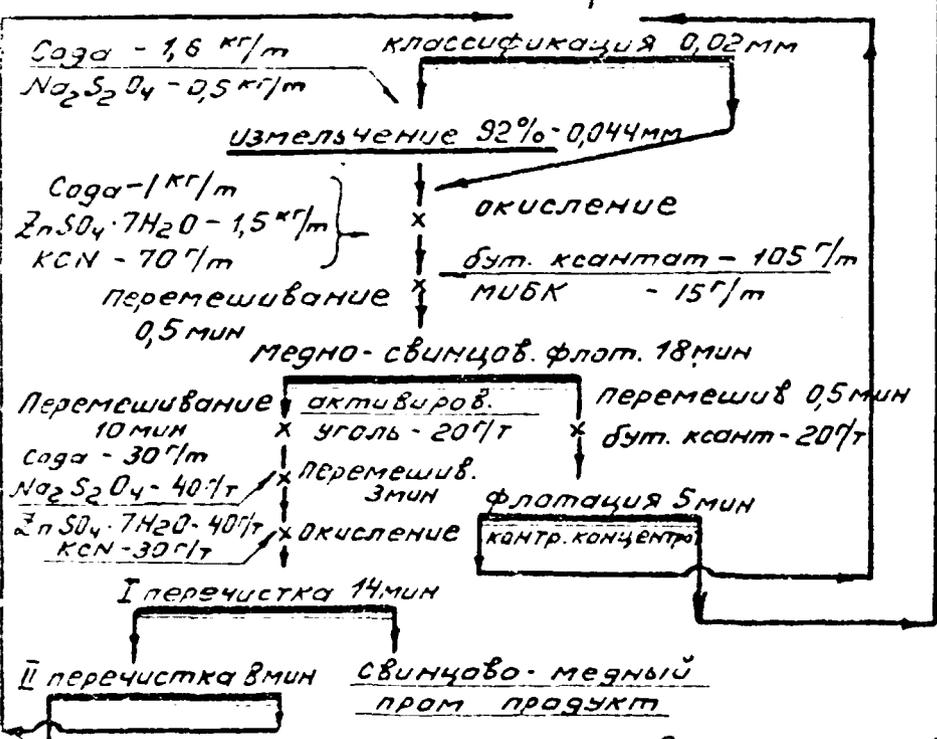


Рис 3.7

Схема заключительного слота, проведенного по принципу непрерывного процесса на руде пробы 1 (оп 98)

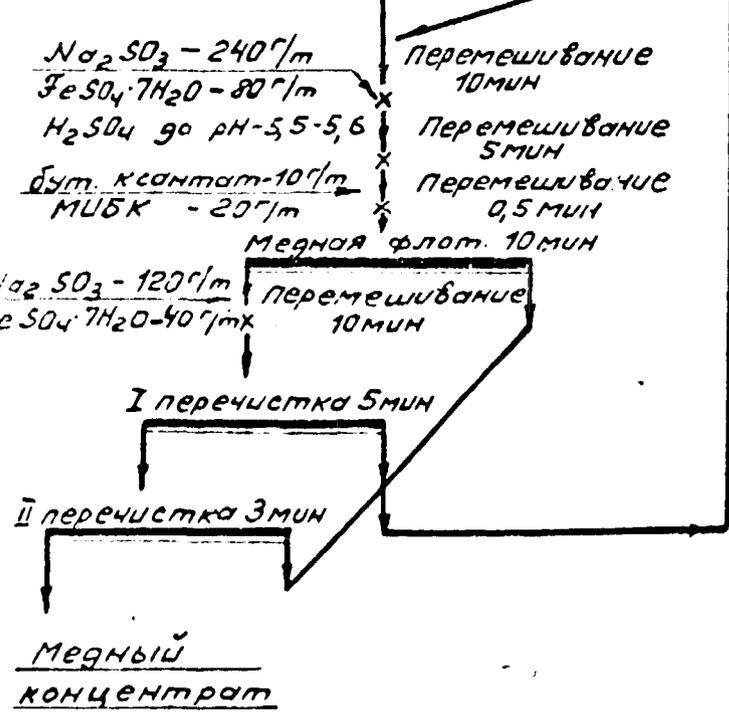
SECTION 2

$CaO - 1,3 \text{ кг/т}$
 $Na_2S_2O_4 - 0,4 \text{ кг/т}$
 Руда
 Измельчение 55% - 0,04 мм

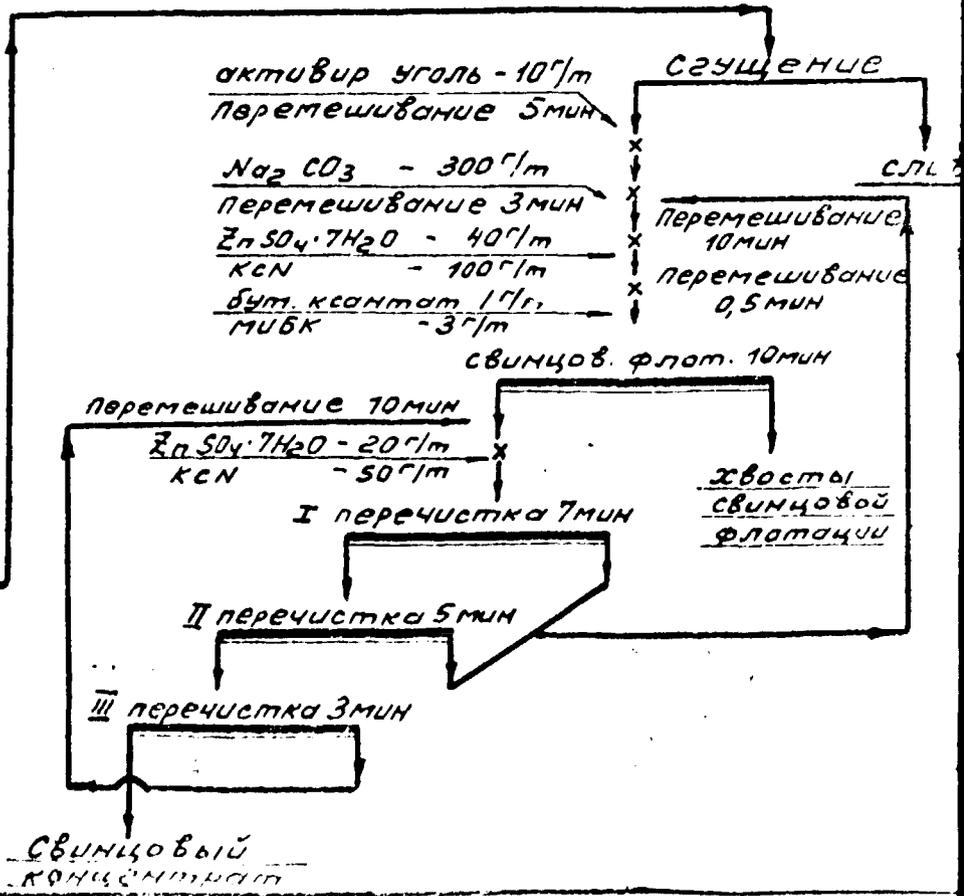
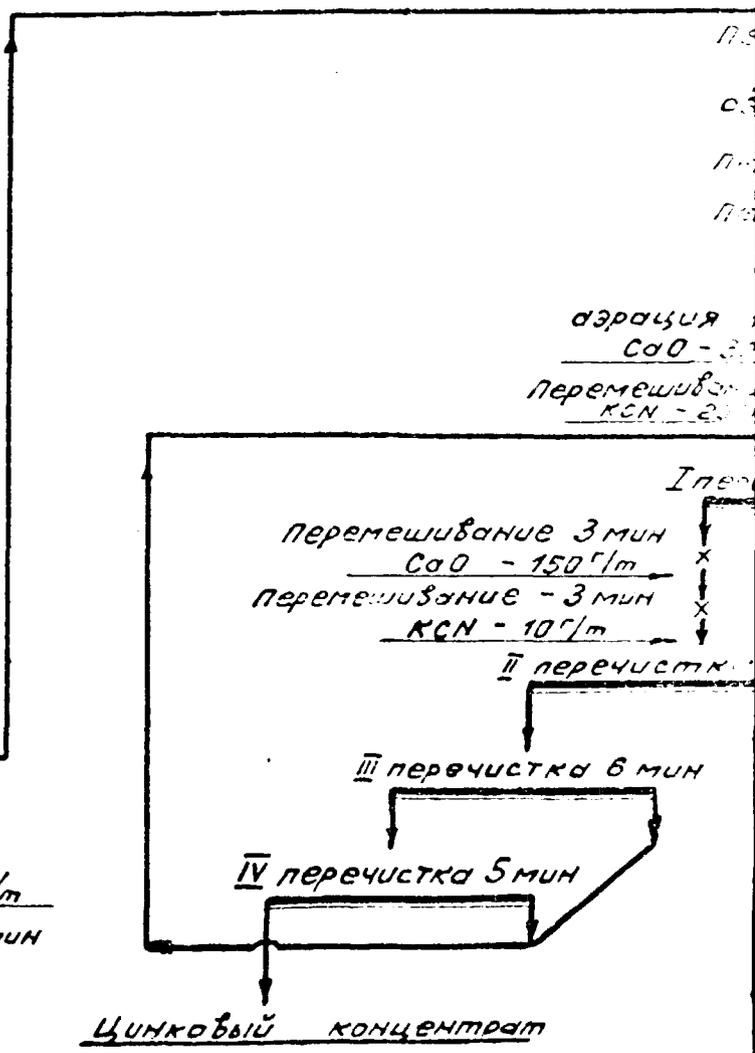


активир. уголь - 80 г/т
 перемешивание 5 мин
 классификация 0,01 мм

Доизмельчение
 96% - 0,03 мм



SECTION 1



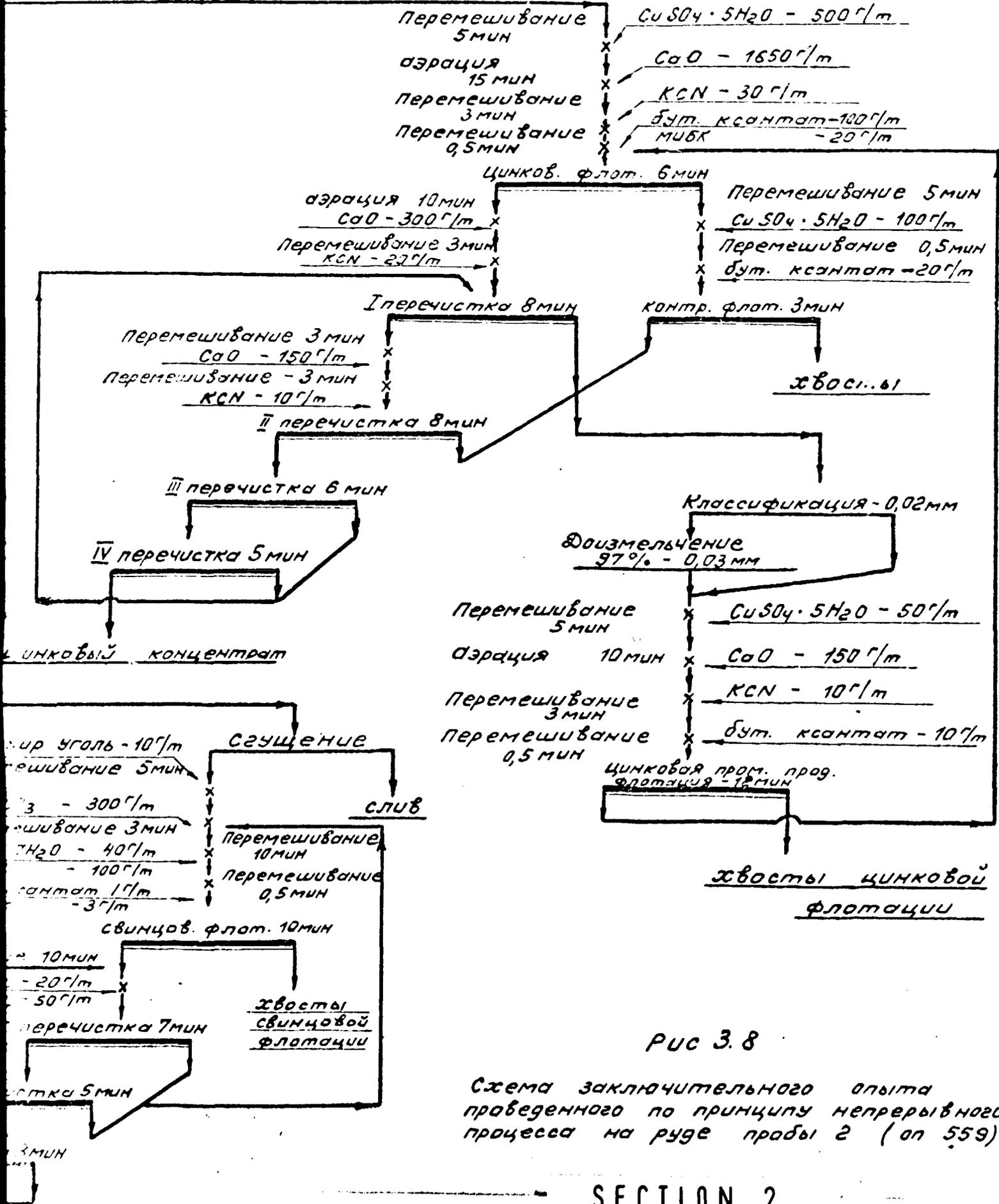
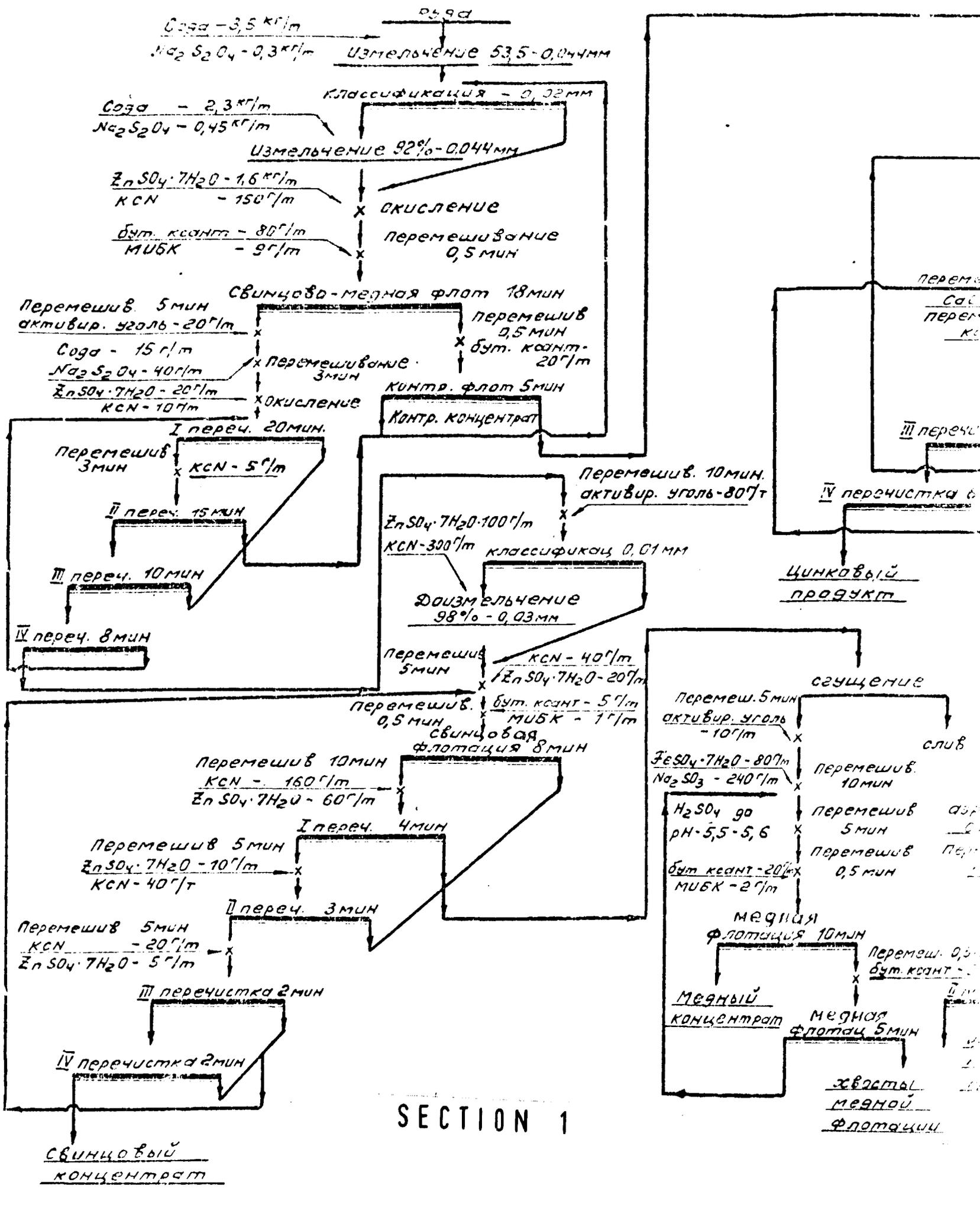


Рис 3.8

Схема заключительного опыта проведенного по принципу непрерывного процесса на руде пробы 2 (оп 559)



SECTION 1

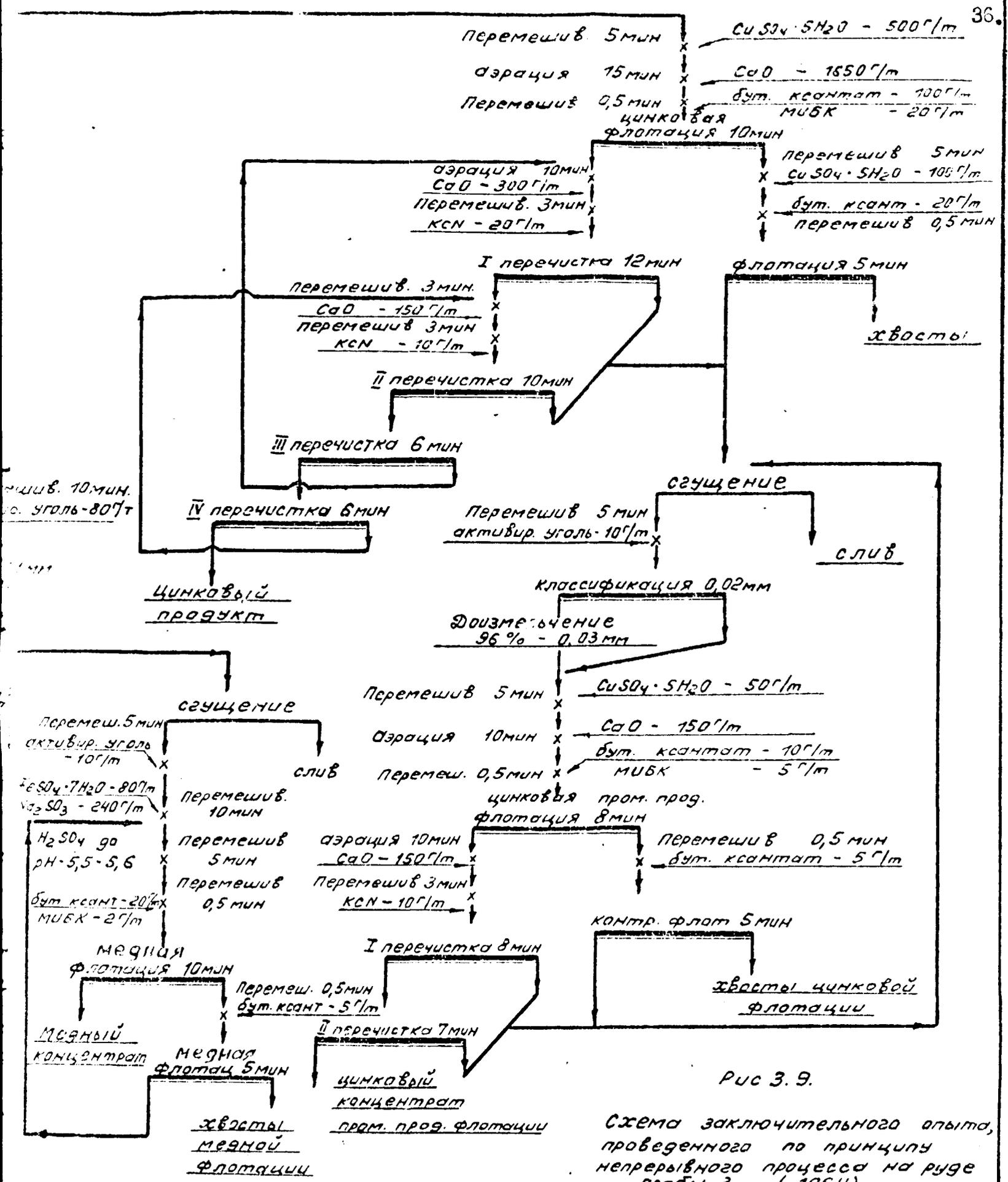


Рис 3.9.

Схема заключительного опыта, проведенного по принципу непрерывного процесса на руде пробы 3 (1064)

Кроме указанных цинковых продуктов пробы 3, представляют интерес ввиду высокого извлечения в них металлов цинковый продукт с содержанием цинка 35,94%, полученный из промпродуктов цинкового цикла флотации руды пробы 1, извлечено цинка в продукт - 13,2%; хвосты медной флотации, конечные продукты цикла свинцово-медного разделения проб руды 1 и 3, которые содержат 3,9-6,5% свинца, 5,43-6,14% цинка, 2,86-4,31% меди, суммарное извлечение в них металлов 23,9-45,3%; свинцово-медный промпродукт и хвосты свинцовой флотации руды пробы 2, суммарное извлечение всех металлов в которые составило 40,8%.

Конечные продукты обогащения проб руды анализировались на содержание кремнезема, сопутствующих и благородных металлов, а так же присутствующих в них вредных примесей (таблица 3.9 и 3.10).

Из анализа таблиц 3.9 и 3.10 и сопоставления их с данными таблицы 3.8 следует, что: хвосты цинковой флотации всех проб руды по содержанию серы и железа аналогичны хвостам рудного цикла флотации и могут явиться дополнительным источником получения пирита; 75-82% мышьяка (от его содержания в руде) осталось в пиритсодержащих хвостах рудного цикла флотации. В свинцовых концентратах всех проб содержится 1,32-2,76% сурьмы; 4% сурьмы содержится в медном концентрате, полученном из руды пробы 2. В этом же концентрате содержание серебра составило 2370 г/т при извлечении 49,2% (извлечение меди в концентрат 50,4%). В количестве 700-777 г/т серебро содержится во всех свинцовых концентратах. Практической концентрации золота нет ни в одном из продуктов, 75-85% его осталось в хвостах рудного цикла флотации. Можно предполагать, что в данном случае золото ассоциирует с пиритом. При содержании ртути в руде 0,010-0,011%, концентрация ее в цинковых концентратах достигла 0,066-0,120 %.

Для оценки полученных результатов с точки зрения вещественного состава руды, изучен вещественный состав некоторых конечных продуктов обогащения с привлечением дисперсионного, минералогического, рентгеноструктурного, фазового химического, химического анализов.

Полученные данные позволяют заключить, что:

- в хвостах рудного цикла флотации основные потери металлов приходятся на класс - 0,010 мм и составляют - свинца 12,6-20,6%, цинка 6,3-10,9%, меди 6,0-11,5% (от руды). Хотя в данном случае

Содержание и извлечение сопутствующих металлов
в продуктах обогащения.

| № пробы | Наименование продукта | Выход, % | Содержание, % | | | | | | | |
|---------|------------------------------------------------|----------|---------------|--------|---------|--------|---------|--------|----------|-------|
| | | | серы | железа | мышьяка | кадмия | висмута | сурьмы | кобальта | ртути |
| I | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 |
| | Свинцовый концентрат | 0,7 | 21,34 | 15,19 | 0,44 | 0,0075 | 0,33 | 1,32 | 0,009 | 0,015 |
| I | Медный концентрат | 2,2 | 32,26 | 30,49 | 0,40 | 0,004 | 0,047 | 0,088 | 0,011 | 0,015 |
| | Хвосты медной флотации | 4,2 | 45,44 | 38,64 | 0,71 | 0,014 | 0,035 | 0,065 | 0,031 | |
| | Свинцово-медный концентрат | 7,1 | 39,56 | 33,80 | 0,59 | 0,010 | 0,037 | 0,188 | 0,0226 | |
| | Цинковый концентрат | 3,0 | 33,00 | 13,29 | 0,40 | 0,009 | 0,0071 | 0,037 | 0,0083 | 0,005 |
| | Цинковый концентрат пром. продуктовой флотации | 1,0 | 34,85 | 27,36 | 0,48 | 0,072 | 0,018 | 0,035 | 0,016 | |
| | Хвосты цинковой флотации | 13,4 | 49,00 | 41,50 | 1,02 | 0,005 | 0,058 | 0,055 | 0,044 | |
| | Хвосты | 75,5 | 50,00 | 42,52 | 0,80 | 0,002 | 0,018 | 0,046 | 0,038 | |
| | Руда | 100,0 | 48,46 | 40,73 | 0,80 | 0,0066 | 0,027 | 0,057 | 0,0366 | 0,015 |
| 2 | Свинцовый концентрат | 1,0 | 26,89 | 17,15 | 0,52 | 0,011 | 0,044 | 1,48 | 0,005 | 0,005 |
| | Медный концентрат | 0,9 | 36,77 | 30,72 | 0,74 | 0,016 | 0,021 | 4,00 | 0,0055 | 0,005 |
| | Хвосты свинцовой флотации | 1,9 | 44,60 | 39,00 | 0,68 | 0,012 | 0,030 | 0,040 | 0,079 | |
| | Свинцово-медный концентрат | 3,8 | 38,08 | 31,29 | 0,64 | 0,012 | 0,031 | 1,3568 | 0,042 | |
| | Свинцово-медный пром. прод. | 7,9 | 47,34 | 42,44 | 0,61 | 0,009 | 0,0074 | 0,085 | 0,011 | |
| | Цинковый концентрат | 3,6 | 32,60 | 13,40 | 0,40 | 0,125 | 0,0026 | 0,031 | 0,005 | 0,12 |
| | Хвосты цинковой флотации | 5,5 | 49,00 | 41,50 | 0,73 | 0,002 | 0,0065 | 0,080 | 0,012 | |
| | Хвосты | 79,2 | 47,86 | 42,00 | 0,75 | 0,004 | 0,0055 | 0,055 | 0,011 | |
| | Руда | 100,0 | 47,46 | 40,57 | 0,72 | 0,009 | 0,0066 | 0,107 | 0,012 | 0,015 |
| 3 | Свинцовый концентрат | 0,6 | 22,43 | 11,90 | 0,28 | 0,006 | 0,022 | 2,75 | 0,0055 | 0,015 |
| | Медный концентрат | 4,7 | 35,19 | 30,72 | 0,34 | 0,011 | 0,014 | 0,12 | 0,021 | 0,005 |
| | Хвосты медной флотации | 2,1 | 45,66 | 40,96 | 0,71 | 0,008 | 0,017 | 0,045 | 0,068 | |
| | Свинцово-медный концентрат | 7,4 | 37,13 | 32,10 | 0,44 | 0,0097 | 0,085 | 0,313 | 0,033 | |
| | Цинковый продукт | 2,5 | 35,09 | 28,84 | 0,52 | 0,071 | 0,016 | 0,018 | 0,020 | 0,005 |
| | Цинковый концентрат пром. продуктовой флотации | 2,8 | 40,85 | 33,28 | 0,92 | 0,028 | 0,011 | 0,026 | 0,041 | |
| | Хвосты цинковой флотации | 7,6 | 45,41 | 40,96 | 0,83 | 0,004 | 0,013 | 0,059 | 0,058 | |
| | Пиритный концентрат | 61,6 | 50,31 | 44,26 | 0,63 | сл. | 0,01 | 0,033 | 0,040 | 0,04 |
| | Хвосты | 18,1 | 29,20 | 25,19 | 1,16 | 0,0176 | 0,031 | 0,086 | 0,045 | |
| | Руда | 100,0 | 44,50 | 38,97 | 0,73 | 0,0068 | 0,019 | 0,065 | 0,041 | 0,015 |

Примечание: х) Ввиду низкого содержания окиси кремния в руде пробы I (0,65%), продукты обогащения не анализировались на содержание кремния.
хх) На содержание ртути анализировались только руда и концентраты.

Таблица 3.9.

и извлечение сопутствующих металлов в продуктах обогащения.

| Элемент | Содержание, % | | | | | Извлечение, % | | | | | Содержание, % | | | |
|---------|---------------|---------|--------|----------|--------|---------------|-------|--------|---------|--------|---------------|--------|----------|---------------|
| | кадмия | висмута | сурьмы | кобальта | ртути | окиси кремния | серы | железа | мышьяка | кадмия | висмута | сурьмы | кобальта | окиси кремния |
| 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 | 15 | 16 | 17 | 18 | 19 | 20 | |
| 0,0075 | 0,38 | 1,32 | 0,009 | 0,0155 | xx) x) | 0,3 | 0,3 | 0,4 | 0,8 | 8,7 | 16,2 | 0,2 | | |
| 0,004 | 0,047 | 0,088 | 0,011 | 0,0155 | | 1,5 | 1,6 | 1,1 | 1,3 | 3,8 | 2,6 | 0,7 | | |
| 0,014 | 0,035 | 0,065 | 0,031 | | | 4,0 | 4,0 | 3,7 | 8,9 | 5,5 | 4,8 | 3,5 | | |
| 0,010 | 0,067 | 0,188 | 0,0226 | | | 5,8 | 5,9 | 5,2 | 11,0 | 18,0 | 23,6 | 4,4 | | |
| 0,009 | 0,0071 | 0,037 | 0,0083 | 0,066 | | 2,0 | 1,0 | 1,5 | 45,0 | 0,8 | 1,9 | 0,7 | | |
| 0,072 | 0,018 | 0,035 | 0,016 | | | 0,7 | 0,7 | 0,6 | 10,9 | 0,6 | 0,6 | 0,4 | | |
| 0,005 | 0,058 | 0,055 | 0,044 | | | 13,6 | 13,6 | 17,1 | 10,2 | 29,3 | 13,0 | 16,1 | | |
| 0,002 | 0,018 | 0,046 | 0,038 | | | 77,9 | 78,8 | 75,6 | 22,9 | 51,3 | 60,9 | 78,4 | | |
| 0,0066 | 0,027 | 0,057 | 0,0366 | 0,011 | | 100,0 | 100,0 | 100,0 | 100,0 | 100,0 | 100,0 | 100,0 | | |
| 0,011 | 0,044 | 1,48 | 0,005 | 0,027 | 0,15 | 0,6 | 0,4 | 0,7 | 1,2 | 6,7 | 13,8 | 0,4 | 0,06 | |
| 0,016 | 0,021 | 4,00 | 0,0055 | 0,059 | 0,15 | 0,7 | 0,7 | 0,9 | 1,6 | 2,3 | 33,6 | 0,4 | 0,06 | |
| 0,012 | 0,030 | 0,040 | 0,079 | | 1,80 | 1,8 | 1,8 | 1,8 | 2,6 | 8,6 | 0,7 | 12,5 | 1,44 | |
| 0,012 | 0,031 | 1,3568 | 0,042 | | 0,97 | 3,1 | 2,9 | 3,4 | 5,4 | 18,2 | 48,1 | 13,3 | 1,56 | |
| 0,009 | 0,0074 | 0,085 | 0,011 | | 1,00 | 7,9 | 8,3 | 6,7 | 7,9 | 8,9 | 6,3 | 7,2 | 3,32 | |
| 0,125 | 0,0026 | 0,031 | 0,005 | 0,120 | 0,20 | 2,4 | 1,2 | 2,0 | 50,2 | 1,4 | 1,0 | 1,5 | 0,30 | |
| 0,002 | 0,0065 | 0,080 | 0,012 | | 3,00 | 5,7 | 5,6 | 5,5 | 1,2 | 5,5 | 4,1 | 5,5 | 6,94 | |
| 0,004 | 0,0055 | 0,055 | 0,011 | | 2,64 | 80,9 | 82,0 | 82,4 | 35,3 | 66,0 | 40,5 | 72,5 | 87,88 | |
| 0,009 | 0,0066 | 0,107 | 0,012 | 0,010 | 2,38 | 100,0 | 100,0 | 100,0 | 100,0 | 100,0 | 100,0 | 100,0 | 100,0 | |
| 0,006 | 0,022 | 2,75 | 0,0055 | 0,0155 | 0,18 | 0,3 | 0,3 | 0,2 | 0,5 | 0,7 | 25,6 | 0,1 | 0,01 | |
| 0,011 | 0,014 | 0,12 | 0,021 | 0,008 | 0,30 | 3,7 | 3,7 | 2,2 | 7,6 | 3,3 | 8,6 | 2,4 | 0,17 | |
| 0,008 | 0,017 | 0,045 | 0,068 | | 1,60 | 2,2 | 2,2 | 2,0 | 2,5 | 27,6 | 1,5 | 3,5 | 0,41 | |
| 0,0597 | 0,085 | 0,313 | 0,033 | | 0,66 | 6,2 | 6,2 | 4,4 | 10,6 | 31,6 | 35,7 | 6,0 | 0,59 | |
| 0,071 | 0,016 | 0,018 | 0,020 | 0,076 | 0,88 | 2,0 | 1,8 | 1,8 | 26,2 | 2,0 | 0,7 | 1,2 | 0,26 | |
| 0,028 | 0,011 | 0,026 | 0,041 | | 2,0 | 2,6 | 2,4 | 3,5 | 11,6 | 1,5 | 1,1 | 2,8 | 0,67 | |
| 0,004 | 0,013 | 0,059 | 0,058 | | 0,50 | 7,8 | 8,0 | 8,6 | 4,5 | 4,9 | 7,0 | 10,7 | 0,46 | |
| сл. | 0,01 | 0,033 | 0,040 | 0,048 | 3,93 | 69,6 | 70,0 | 53,0 | - | 31,5 | 31,5 | 59,6 | 29,10 | |
| 0,0176 | 0,031 | 0,086 | 0,045 | | 31,57 | 11,8 | 11,6 | 28,7 | 47,1 | 28,5 | 34,0 | 19,7 | 68,92 | |
| 0,0068 | 0,019 | 0,065 | 0,041 | 0,010 | 8,29 | 100,0 | 100,0 | 100,0 | 100,0 | 100,0 | 100,0 | 100,0 | 100,0 | |

ния в руде пробы I(0,65%), продукты обогащения на содержание окиси кремния не анализировались. только руда и концентраты.

Таблица 3.10.

Содержание и извлечение золота и серебра
в продуктах обогащения.

| № пробы | Наименование продуктов | Выход, % | Содержание, г/т | | Извлечение, % | |
|---------|------------------------------------------------|----------|-----------------|---------|---------------|---------|
| | | | золота | серебра | золота | серебра |
| 1 | Свинцовый концентрат | 0,7 | 1,9 | 777,0 | 1,5 | 19,9 |
| | Медный концентрат | 2,2 | 0,43 | 183,0 | 1,1 | 14,7 |
| | Хвосты медной флотации | 4,2 | 1,0 | 33,8 | 4,8 | 5,2 |
| | Цинковый концентрат | 3,0 | 0,34 | 58,0 | 1,2 | 6,4 |
| | Цинковый концентрат пром. продуктовой флотации | 1,0 | 1,0 | 52,0 | 1,2 | 1,9 |
| | Хвосты цинковой флотации | 13,4 | 0,95 | 18,8 | 14,6 | 9,2 |
| | Хвосты | 75,5 | 0,87 | 15,4 | 75,6 | 42,7 |
| | Руда | 100,0 | 0,87 | 27,3 | 100,0 | 100,0 |
| 2 | Свинцовый концентрат | 1,0 | 0,6 | 729,0 | 0,7 | 16,8 |
| | Медный концентрат | 0,9 | 0,6 | 2370,0 | 0,6 | 49,2 |
| | Хвосты свинцовой флотации | 3,8 | 0,77 | 13,0 | 1,8 | 0,7 |
| | Свинцово-медный пром. продукт | 7,9 | 0,85 | 15,0 | 8,1 | 2,7 |
| | Цинковый концентрат | 3,6 | 0,30 | 41,0 | 1,3 | 3,4 |
| | Хвосты цинковой флотации | 5,5 | 0,85 | 14,3 | 5,7 | 1,8 |
| | Хвосты | 79,2 | 0,85 | 13,8 | 81,8 | 25,4 |
| | Руда | 100,0 | 0,82 | 43,24 | 100,0 | 100,0 |
| 3 | Свинцовый концентрат | 0,6 | 0,5 | 702,0 | 0,7 | 20,1 |
| | Медный концентрат | 4,7 | 0,33 | 131,0 | 3,5 | 29,4 |
| | Хвосты медной флотации | 2,1 | 0,52 | 10,1 | 2,4 | 1,0 |
| | Цинковый продукт | 2,5 | 0,29 | 50,0 | 1,6 | 6,0 |
| | Цинковый концентрат пром. продуктовой флот. | 2,6 | 0,41 | 38,0 | 3,3 | 5,1 |
| | Хвосты цинковой флот. | 7,6 | 0,25 | 12,5 | 4,2 | 4,5 |
| | Хвосты | 79,7 | 0,48 | 8,9 | 84,3 | 33,9 |
| | Руда | 100,0 | 0,45 | 20,94 | 100,0 | 100,0 |

этот класс под микроскопом не просматривался, но все же можно предположить, что крупность присутствующих в нем минералов такова, что является трудной для флотационного обогащения, а в случае сростков — для их раскрытия. Близкое содержание металлов во всех остальных классах крупности свидетельствует о наличии тонкой вкрапленности сульфидов, это предположение подтверждено данными минералогического анализа, который показал, что преобладающими являются включения (сростки) свинцовых, медных и цинковых минералов в пирите, размер включений и свободных зерен минералов — 0,004–0,008 мм. Характерно, особенно для хвостов руды пробы 3, присутствие сфалерита с тончайшими включениями пирита и включения сульфидов, преимущественно пирита, в минералах породы. Отмеченные отдельные включения англезита и смитсонита в пирите имеют размер 0,004–0,006 мм и, в свою очередь, содержат микровключения пирита. Результаты фазового химического анализа в свою очередь подтверждают данные минералогического анализа о формах теряемых с хвостами металлов, а так же тесную связь свинцовых минералов с пиритом: в хвостах всех проб определено присутствие от 3,1% до 7,7% свинца связанного с пиритом. От 9,7% до 15% меди (от руды) теряется в хвостах рудного цикла флотации в виде блеклой руды; — конечные продукты цикла разделения свинцово-медного концентрата на 80–85% представлены пиритом и, как правило, свободными зернами, в то время как свинцовые и медные минералы примерно в равных количествах присутствуют в виде включений в пирите размером 0,001–0,002 мм и — свободных зерен, крупность которых не превышает 0,004 мм, такой же крупности свободные зерна сфалерита; — в хвостах цинковой флотации преобладающий минерал пирит (90–92% продукта) в подавляющем количестве находится в виде свободных зерен, в то время как свинцовые (галенит, редко англезит), медные минералы (халькопирит и блеклая руда) и смитсонит — исключительно в виде включений и микровключений в пирите, количество свободных зерен сфалерита в продукте преобладает над сростками. Основные потери цинка в этом продукте именно за счет сфалерита; — в свинцовом концентрате медные и цинковые минералы более чем на 50% — это сростки их с пиритом, редко галенитом и сфалеритом. Свободные зерна минералов часто переизмельчены, имеют крупность 0,003–0,006 мм. Высокое содержание сурьмы в свинцовом концентрате

всех проб связано с присутствием в нем от 10 до 15% бурнонита, имеющем в своем составе около 25% сурьмы;

— для медных концентратов характерно присутствие сфалерита в виде свободных, зачастую переизмельченных зерен, размер встреченных сростков сфалерита с пиритом 0,006–0,008 мм, в то же время свинцовые минералы в продукте преобладают в сростках с другими минералами, размер их включений не превышает 0,004–0,006 мм.

В медном концентрате руды пробы 2 основной медный минерал тетраэдрит, в котором содержание сурьмы достигает 29%, присутствием его можно объяснить высокую концентрацию серебра в этом продукте (2370 г/т);

— в свинцовых и медных концентратах пирит в большинстве своем находится в виде свободных зерен, за исключением тех случаев когда содержит включения других сульфидов. В цинковых концентратах пробы 1 и 2 только половина пирита — свободные от сростков зерна, остальное количество пирита находится в сростках со сфалеритом, размером до 0,012 мм, либо образует в сфалерите микровключения. Цинковые продукты пробы 3 рассмотрены выше.

Суммируя данные изучения вещественного состава продуктов обогащения следует, что: при доизмельчении продуктов обогащения до 90–95%–0,03 мм в первую очередь происходит высвобождение пирита, высокие потери металлов в хвостах рудного цикла, равно как и в хвостах соответствующих циклов флотации, обусловлены зачастую невозможностью раскрыть имеющимися в нашем распоряжении средствами измельчения столь тонкие включения минералов в пирите и при этом избежать ошламования сульфидов.

Примененные режимы флотации не позволили полно извлечь ошламованные сульфиды. Этими причинами также вызваны высокие взаимные потери металлов в разноименных концентратах.

3.3. Исследования по схеме коллективной флотации.

Согласно программе работ выполнены исследования на пробах руды по схеме коллективной флотации.

При обогащении по схеме, предусматривающей флотацию свинцовых, медных и цинковых минералов в коллективный концентрат, руд с таким высоким содержанием пирита и тонкой вкрапленностью полезных минералов, как в нашем случае, трудно ожидать высоких показаний

телей по извлечению металлов и качеству концентратов. Вопрос может рассматриваться только о частичной депрессии пирита.

На основании данных о вещественном составе и проведенных опытов, руду проб измельчали перед коллективной флотацией до той же крупности, что и перед свинцово-медной флотацией (раздел 3.2.1) Депрессия пирита в цикле основной флотации осуществлялась подачей извести в операцию аэрации. Для предотвращения депрессирующего действия ионов кальция на поверхность галенита, в измельчение загружался ксантат и вспениватель, но и в этом случае коллективную флотацию можно было проводить при pH не выше 8,0-8,5, так как при повышении pH наблюдалась депрессия галенита. Ввиду того, что при принятой величине pH цинк извлекался в коллективный концентрат недостаточно полно, всего на 35-58%, для активации флотации сфалерита в хвосты коллективной флотации подавали сульфат меди и проводили дофлотацию его. В качестве коллектора в рудном цикле флотации применен амиловый ксантат.

Ниже приводятся результаты исследований по схеме коллективной флотации, выполненные в двух направлениях.

Первым-предусмотрено получение и последующее разделение флотацией коллективного свинцово-медно-цинкового концентрата на соответствующие селективные концентраты, вторым - получение только коллективного концентрата с возможно высоким содержанием свинца, цинка и меди для проведения поисковых исследований по выявлению гидрометаллургического способа разделения их на монометаллические продукты. Схема и режим получения черного свинцово-медно-цинкового концентрата по обоим направлениям одинаковы.

Режим разделения свинцово-медно-цинкового концентрата, равно как и разделения свинцово-медного концентрата, определен на основании исследований, проведенных по схеме коллективно-селективной флотации. На рисунках 3.10 - 3.12 приведены схемы и режимы проведения опытов по принципу непрерывного процесса по первому направлению, в таблице 3.11 результаты обогащения каждой из проб руды. Данные свидетельствуют, что из всех проб руды получены: свинцовые концентраты с невысоким содержанием свинца (33,3-41,8%) при его извлечении в концентрат 29,2-37,2%, медные концентраты с содержанием меди 15,5-22,05%, извлечение меди 38-68,6%, цинковые концентраты содержат 45,38-49,0% цинка (проба 1 и 2) извлечено в них цинка 58,0-66,9%; из руды пробы 3 получен цинковый продукт с содержанием цинка 40,3%, извлечением - 50,4%.

Таблица 3.II.

Результаты опытов, проведенных по принципу непрерывного процесса на пробах руды по схеме коллективной флотации с последующей селекцией коллективного концентрата.

| Проба | Наименование продуктов | Выход, % | Содержание, % | | | Извлечение, % | | | Примечание |
|-------|--------------------------------|-------------|---------------|-------|-------|---------------|-------|------|--------------|
| | | | свинца | цинка | меди | свинца | цинка | меди | |
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 |
| 1 | Свинцовый концентрат | 1,0 | 41,80 | 3,20 | 2,00 | 36,2 | 1,2 | 2,4 | Рисунок 3.I0 |
| | Медный концентрат | 3,8 | 3,81 | 4,05 | 15,50 | 12,5 | 5,8 | 68,6 | |
| | Хвосты медной флотации | 9,5 | 1,13 | 4,20 | 0,71 | 9,3 | 15,0 | 7,8 | |
| | Свинцово-медный концентрат | 14,3 | 5,43 | 4,09 | 5,20 | 58,0 | 22,0 | 78,8 | |
| | Цинковый концентрат | 3,4 | 0,74 | 45,38 | 0,24 | 2,2 | 58,0 | 0,9 | |
| | Хвосты цинковой флотации 1 | 18,6 | 0,78 | 1,05 | 0,26 | 12,5 | 7,3 | 5,6 | |
| | Хвосты цинковой флотации 2 | 6,4 | 1,05 | 2,31 | 0,32 | 5,8 | 5,5 | 2,4 | |
| | Хвосты цинковой флотации 3 | 1,2 | 2,08 | 4,50 | 0,50 | 2,2 | 2,0 | 0,7 | |
| | Общие хвосты цинковой флотации | 26,2 | 0,90 | 1,51 | 0,28 | 20,4 | 14,8 | 8,7 | |
| | Хвосты | 56,1 | 0,40 | 0,25 | 0,18 | 19,4 | 5,2 | 11,6 | |
| Руда | 100,0 | 1,16 | 2,66 | 0,86 | 100,0 | 100,0 | 100,0 | | |
| 2 | Свинцовый концентрат | 0,9 | 36,84 | 4,04 | 3,44 | 37,2 | 1,5 | 11,5 | Рисунок 3.II |
| | Медный концентрат | 0,6 | 8,75 | 7,10 | 17,17 | 5,9 | 1,7 | 38,0 | |
| | Цинковый концентрат | 3,4 | 2,00 | 49,00 | 0,28 | 7,6 | 66,9 | 3,6 | |

Продолжение таблицы 3.11

| I | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 |
|---|--------------------------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|--------------|
| | Хвосты цинковой флотации I | 16,2 | 0,61 | 1,64 | 0,17 | 11,1 | 10,7 | 10,3 | |
| | Хвосты цинковой флотации 2 | 5,3 | 1,25 | 2,25 | 0,28 | 7,4 | 4,8 | 5,5 | |
| | Хвосты цинковой флотации 3 | 14,0 | 0,35 | 1,35 | 0,16 | 5,5 | 7,6 | 8,2 | |
| | Общие хвосты цинковой флотации | 35,5 | 0,60 | 1,63 | 0,18 | 24,0 | 23,1 | 24,0 | |
| | Хвосты | 59,6 | 0,39 | 0,30 | 0,11 | 25,3 | 6,8 | 22,9 | |
| | Руда | 100,0 | 0,89 | 2,49 | 0,27 | 100,0 | 100,0 | 100,0 | |
| 3 | Свинцовый концентрат | 0,7 | 33,30 | 4,15 | 5,85 | 29,2 | 1,6 | 3,4 | Рисунок 3.12 |
| | Медный концентрат | 3,2 | 3,20 | 2,29 | 22,05 | 12,8 | 4,0 | 58,7 | |
| | Хвосты медной флотации | 8,9 | 1,41 | 5,05 | 2,45 | 15,8 | 24,4 | 18,1 | |
| | Свинцово-медный концентрат | 12,8 | 3,60 | 4,31 | 7,54 | 57,8 | 30,0 | 80,2 | |
| | Цинковый концентрат | 2,3 | 0,56 | 40,31 | 1,46 | 1,6 | 50,4 | 2,8 | |
| | Хвосты цинковой флотации I | 20,1 | 0,56 | 0,49 | 0,41 | 14,1 | 5,3 | 6,9 | |
| | Хвосты цинковой флотации 2 | 7,2 | 0,53 | 1,32 | 0,42 | 4,8 | 5,2 | 2,5 | |
| | Общие хвосты цинковой флотации | 27,3 | 0,55 | 0,71 | 0,41 | 18,9 | 10,5 | 9,4 | |
| | Хвосты | 57,6 | 0,30 | 0,29 | 0,16 | 21,7 | 9,1 | 7,6 | |
| | Руда | 100,0 | 0,80 | 1,84 | 1,20 | 100,0 | 100,0 | 100,0 | |

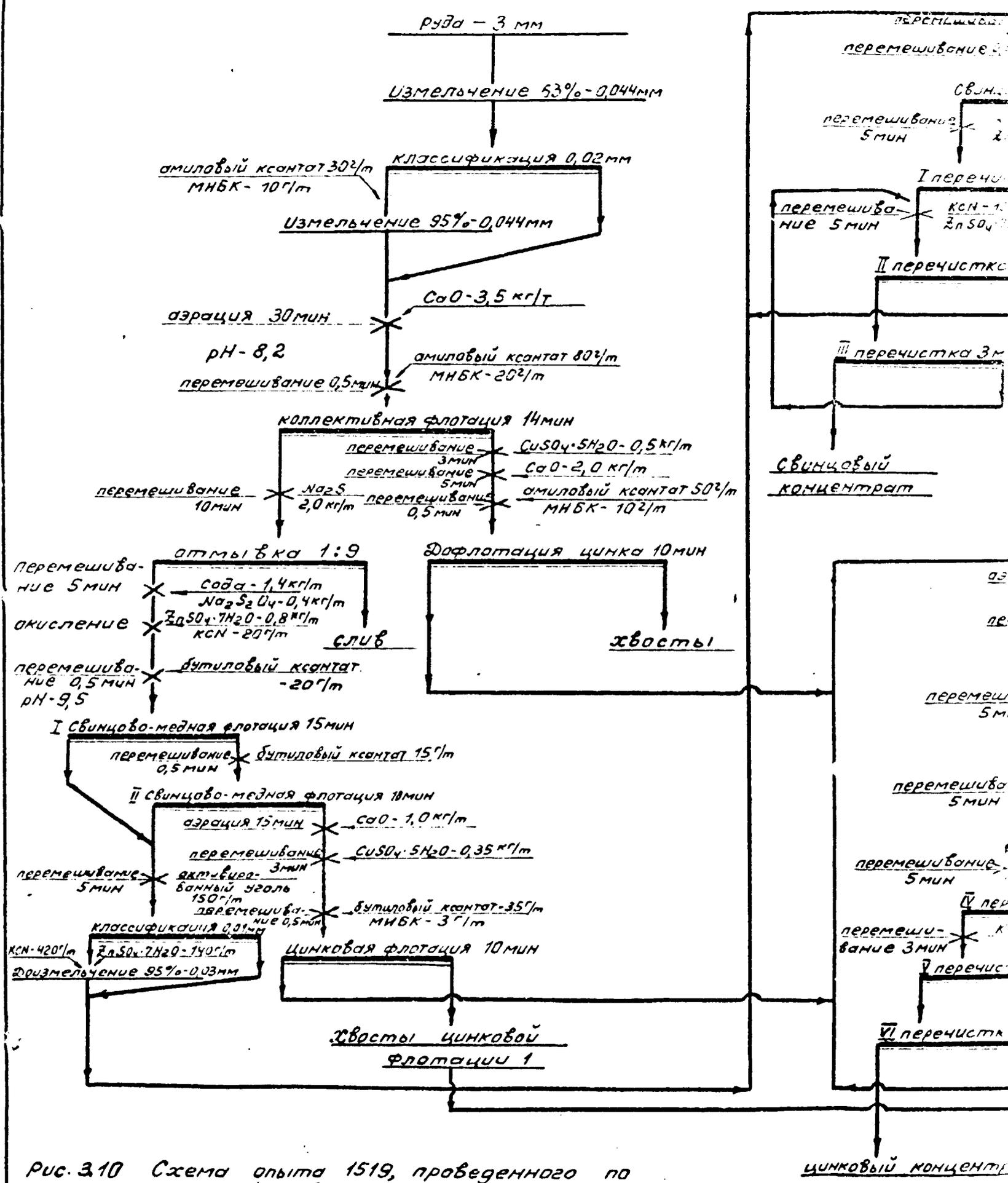
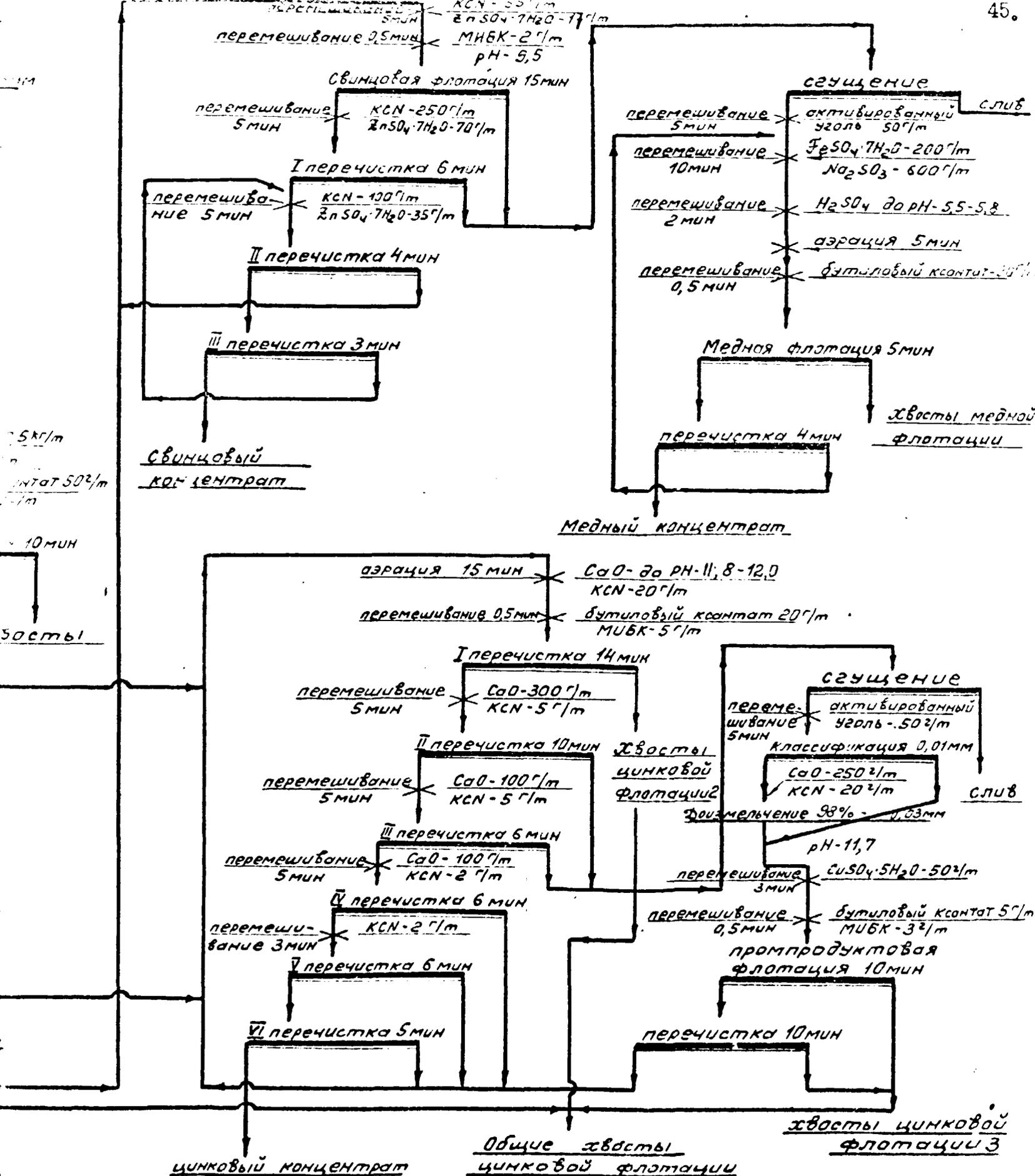
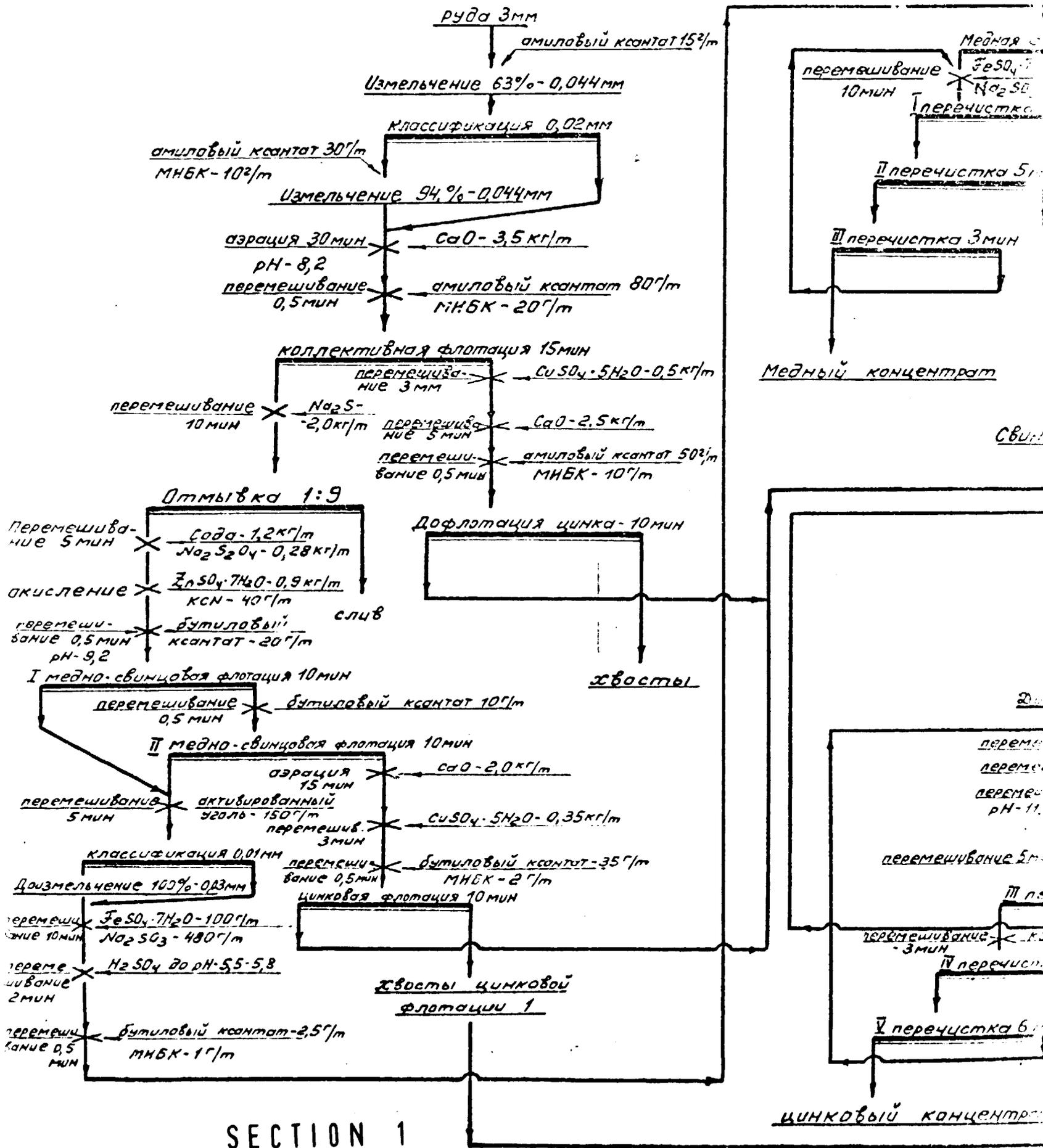


Рис. 3.10 Схема опыта 1519, проведенного по принципу непрерывного процесса на руде пробы 1

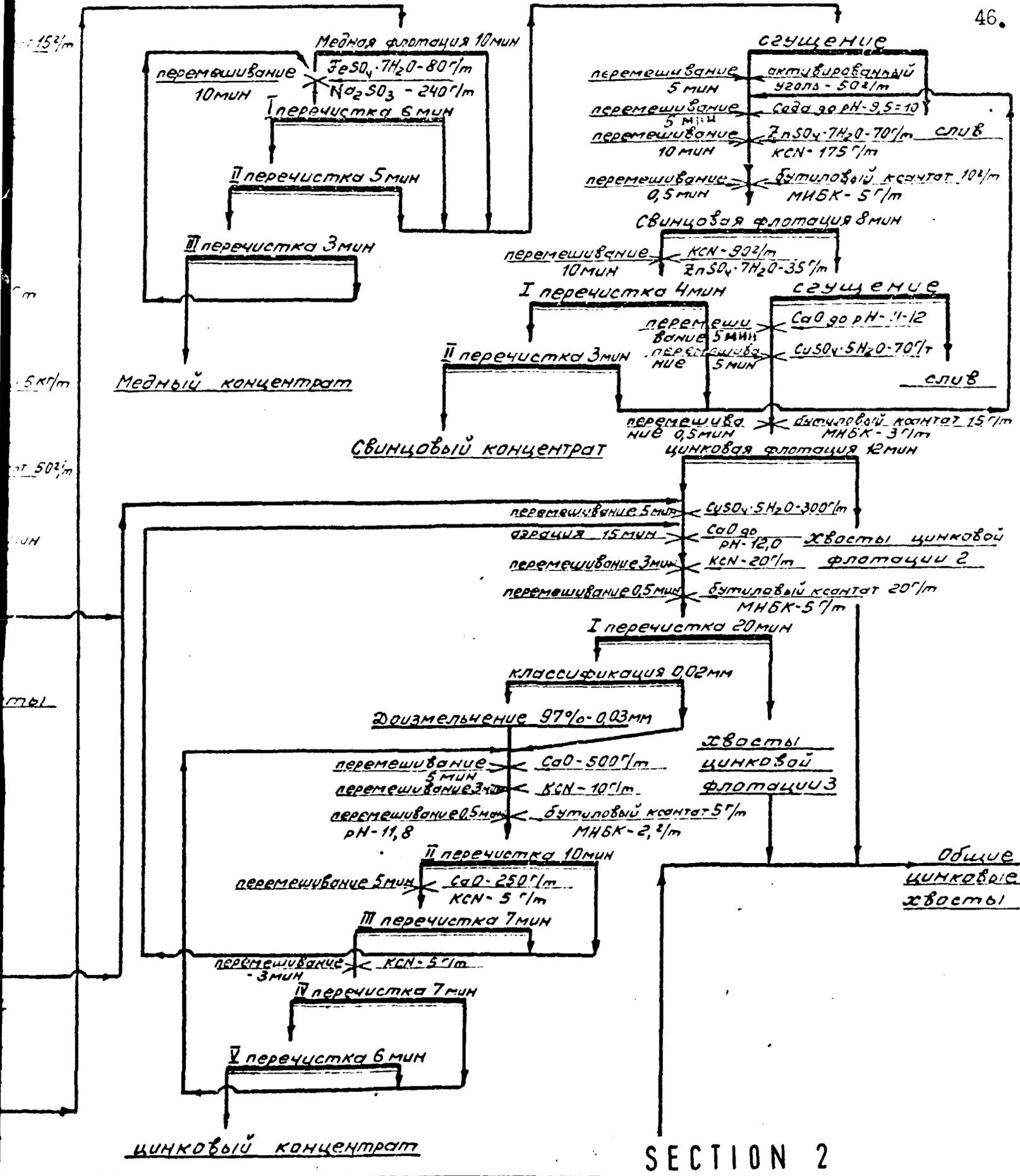


SECTION 2



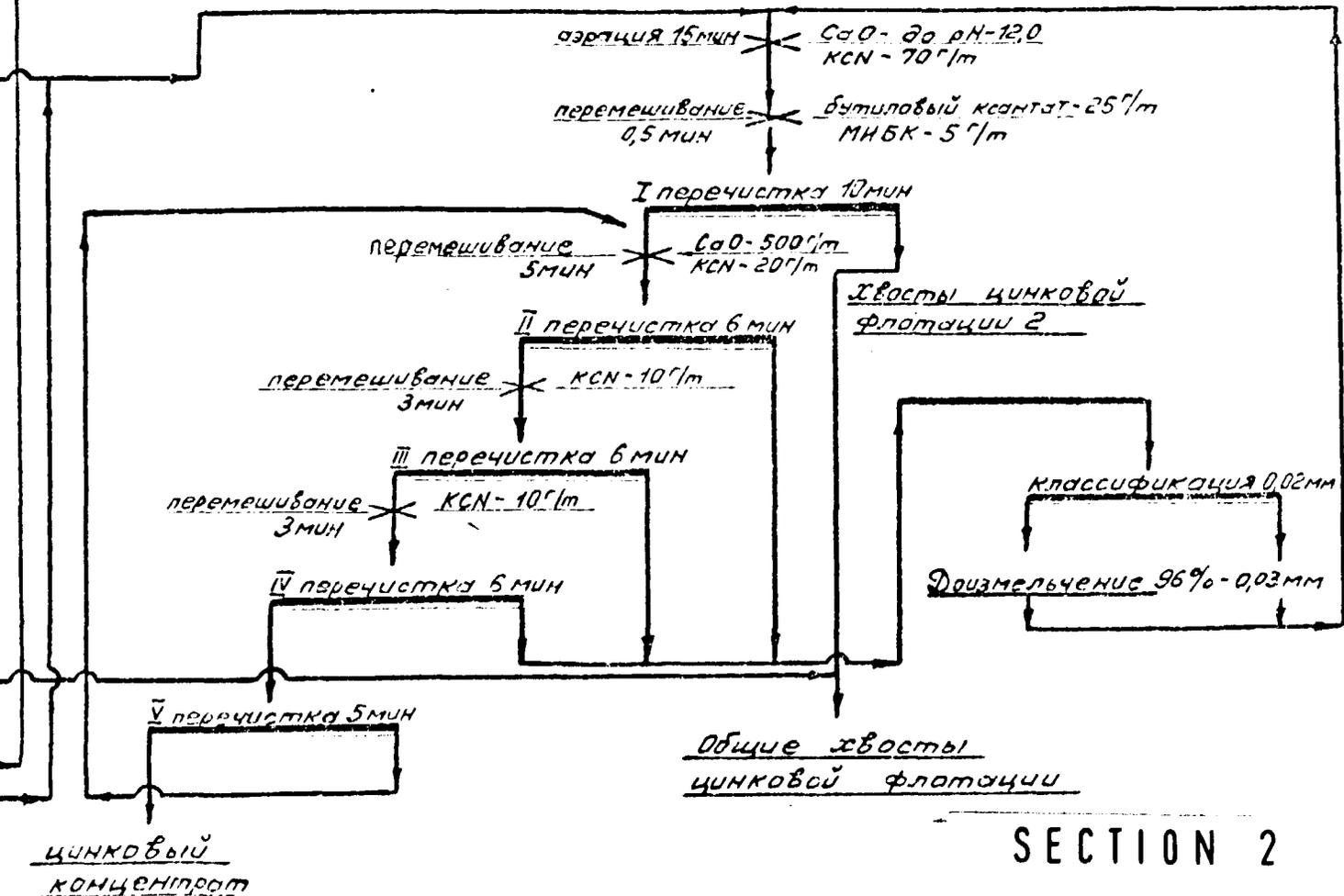
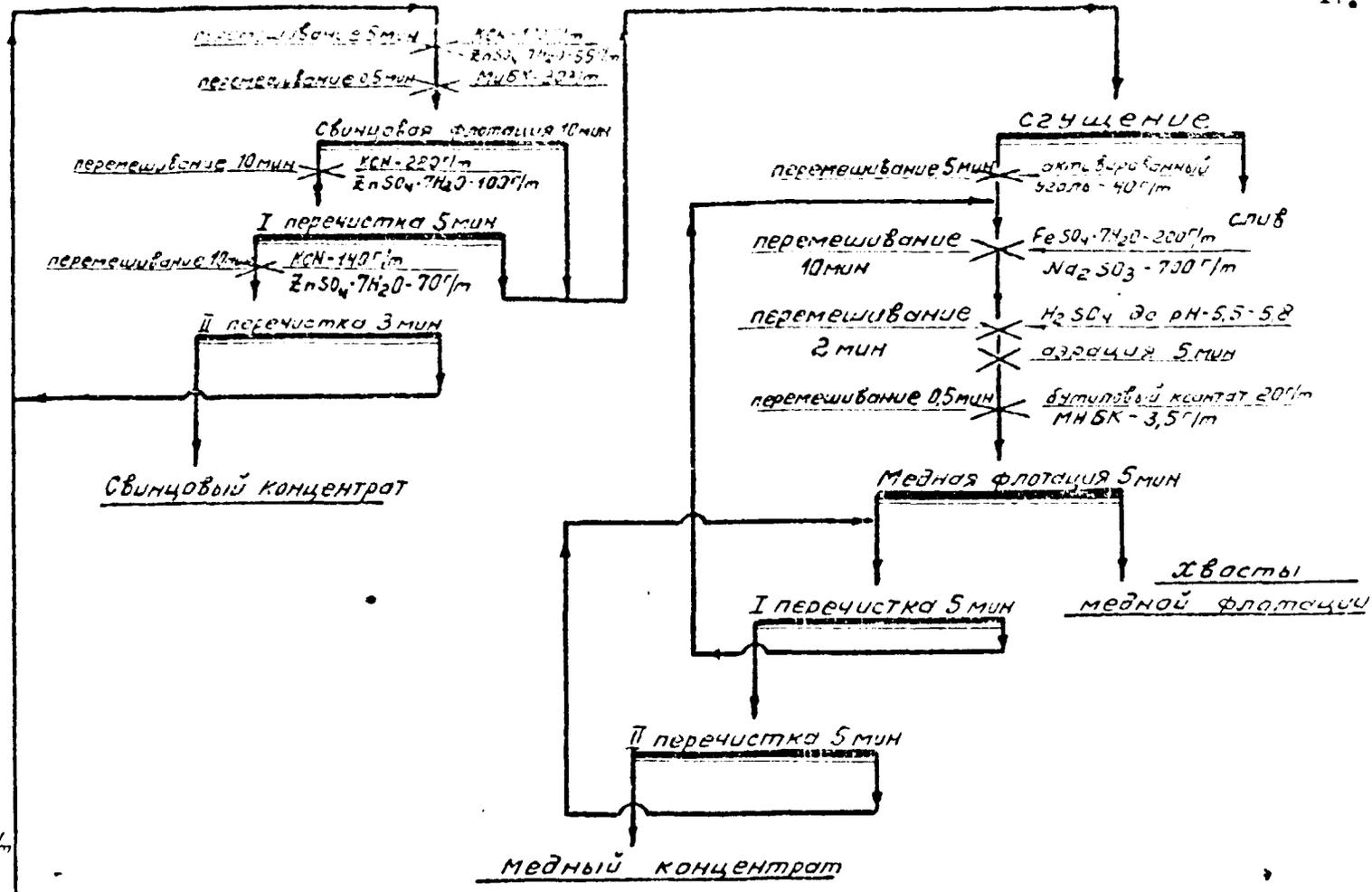
SECTION 1

Рис. 3.11 Схема опыта 2028, проведенного по принципу непрерывного процесса на руде пробы 2.



SECTION 2

по принципу



SECTION 2

В целом можно сделать вывод, что по сравнению со схемой коллективно-селективной флотации, показатели по содержанию и извлечению свинца в концентрат получены существенно ниже. Что касается показателей по двум другим концентратам, то они менее разнятся, но для получения цинкового концентрата указанного качества в данном случае пирит из процесса выводили в несколько приемов (рисунки 3.10-3.12), так как на разделение поступал неперечисленный свинцово-медно-цинковый концентрат.

По второму направлению, по желанию Заказчика, исследования проводились только на руде пробы 2 и 3. Депрессия пирита в перечисленных операциях достигалась загрузками натрия дитионита и цианида в щелочной (содовой) среде при $\text{pH} \sim 8,5$. В опытах, проведенных по схеме рисунка 3.13 в условиях непрерывного процесса, получены коллективные концентраты: из руды пробы 2 с содержанием свинца 8,13%, цинка 33% и меди 3,3%; из руды пробы 3 с содержанием свинца 4,27%, цинка 15,10% и меди 10,06%. Показатели по извлечению металлов приведены в таблице 3.12. Содержание сопутствующих металлов в коллективных концентратах видно из данных таблицы 3.13.

Таблица 3.12.

Результаты опытов, проведенных по принципу непрерывного процесса с целью получения коллективных концентратов.

| № пробы | Наименование продуктов | Выход, % | Содержание, % | | | Извлечение, % | | |
|---------|------------------------|----------|---------------|-------|-------|---------------|-------|-------|
| | | | свинца | цинка | меди | свинца | цинка | меди |
| 2 | Коллективный к-т | 7,0 | 8,13 | 33,05 | 3,30 | 60,0 | 86,1 | 70,8 |
| | Хвосты 1 | 73,2 | 0,35 | 0,39 | 0,10 | 27,0 | 10,6 | 22,4 |
| | Хвосты 2 | 19,8 | 0,62 | 0,44 | 0,11 | 13,0 | 3,3 | 6,8 |
| | Хвосты общие | 93,0 | 0,41 | 0,40 | 0,102 | 40,0 | 13,9 | 29,2 |
| | Руда | 100,0 | 0,95 | 2,68 | 0,32 | 100,0 | 100,0 | 100,0 |
| 3 | Коллективный к-т | 9,7 | 4,27 | 15,10 | 10,06 | 51,8 | 74,0 | 80,7 |
| | Хвосты 1 | 54,5 | 0,30 | 0,45 | 0,19 | 20,6 | 12,4 | 8,5 |
| | Хвосты 2 | 35,8 | 0,62 | 0,75 | 0,37 | 27,6 | 13,6 | 10,8 |
| | Хвосты общие | 90,3 | 0,43 | 0,57 | 0,26 | 48,2 | 26,0 | 19,3 |
| | Руда | 100,0 | 0,80 | 1,98 | 1,21 | 100,0 | 100,0 | 100,0 |

Примечание: Опыты проведены по схеме рисунка 3.13

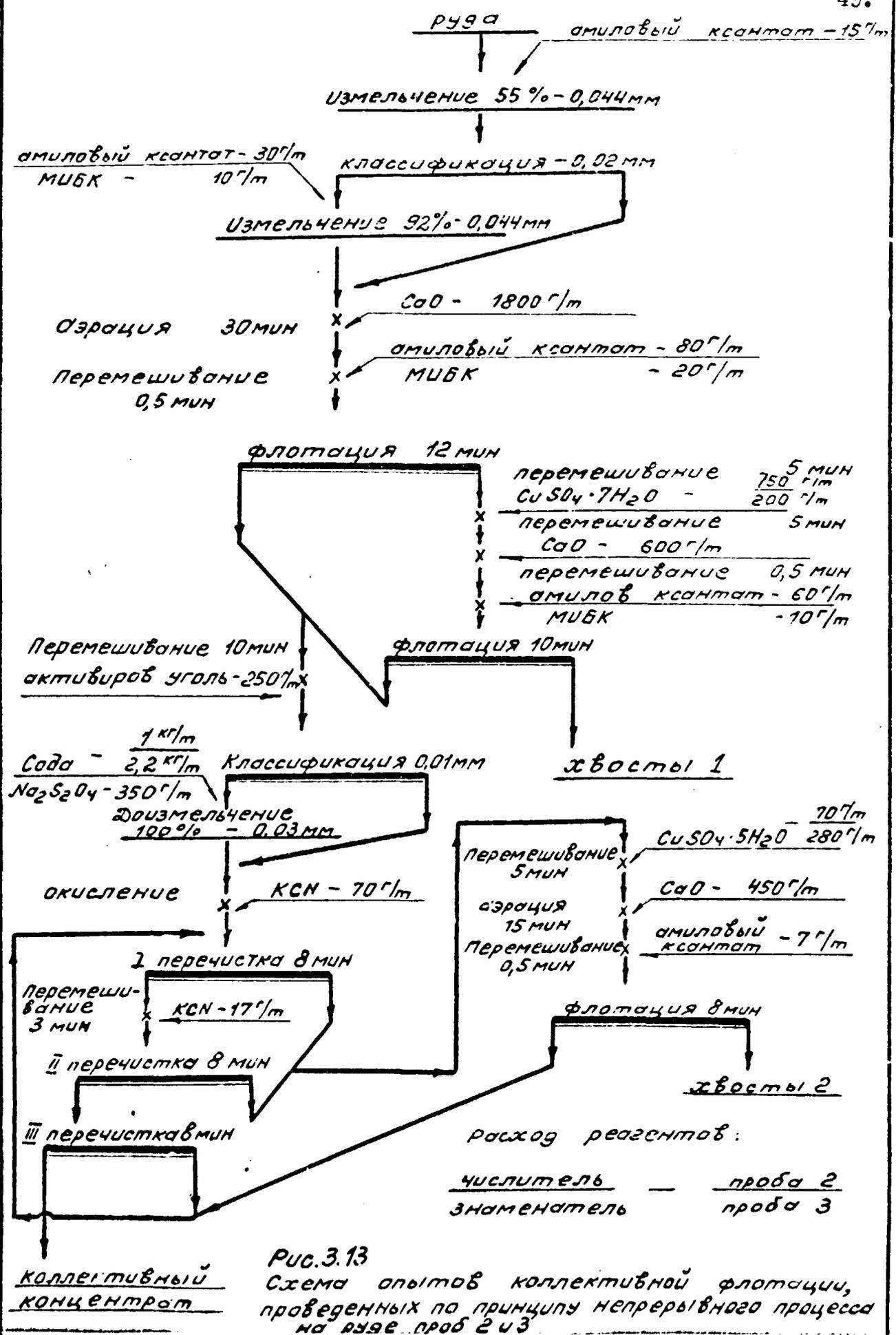


Рис. 3.13

Схема опытов коллективной флотации, проведенных по принципу непрерывного процесса на язве проб 2 и 3

Таблица 3.13.

Содержание сопутствующих металлов в коллективных концентратах.

| Компоненты | Содержание в концентратах, % | |
|---------------|---------------------------------|---------|
| | Проба 2 | Проба 3 |
| Сера | 36,84 | 40,06 |
| Железо | 19,25 | 30,45 |
| Мышьяк | 0,66 | 0,63 |
| Висмут | 0,0125 | 0,033 |
| Сурьма | 1,02 | 0,20 |
| Ртуть | 0,095 | 0,028 |
| Окись кремния | 1,15 | 1,15 |
| Серебро, г/т | 483,3 | 88,3 |

3.4. Оценка качества полупродуктов обогащения, как возможного сырья для "Кивцэт"-процесса.

При обогащении проб руды по коллективно-селективной схеме флотации помимо свинцового, медного и цинкового концентратов пригодных для обычных способов металлургической переработки, получены полупродукты (в основном это камерные продукты цикла медно-свинцового разделения - рисунки 3.7-3.9), в которые в виду сложного вещественного состава руды извлечено суммарно металлов по пробам 1, 2 и 3 - 45,3%, 40,8%, 43,4% соответственно (без учета металлов извлеченных в цинковые продукты с содержанием цинка 35-40%). Характеристика полупродуктов приведена в таблице 3.14.

Полупродукты имеют высокое содержание серы и железа и весьма низкое-ценных металлов.

Оценка качества промежуточных продуктов как возможного сырья для "Кивцэт"-процесса произведена специалистами института БНИИцветмет на основании представленных анализов. Результаты ориентировочного расчета вариантов кивцэтной плавки свидетельствуют о принципиальной возможности переработки полупродуктов кивцэтным способом с высоким извлечением серы в газы и сравнительно низким извлечением металлов в медно-свинцовый штейн и

Характеристика полупродуктов, полученных при обогащении
по коллективно-селективной схеме флотации

| № пп | № проб | Наименование продуктов | Вы- ход, % | С о д е р ж а н и е | | | | | | | | | | |
|---------|--------------------------------------------|-------------------------------------------------|------------------|---------------------|------------|------|-------|-------------|-------------|-------------|--------------|-------------|--------------------|----------------------|
| | | | | свин- ца | цин- ка | меди | серы | желе- за | мышь яка | кад- мия | вис- мута | сурь- мы | ко- баль- та | крем- не- зема |
| 1 | 1 | Хвосты медной флотации | 4,2 | 6,5 | 5,43 | 2,86 | 46,44 | 38,64 | 0,71 | 0,014 | 0,035 | 0,065 | 0,031 | 2-3 ^x |
| 2 | 3 | То же | 2,1 | 3,95 | 6,14 | 4,31 | 45,66 | 40,96 | 0,71 | 0,008 | 0,017 | 0,045 | 0,068 | 1-2 |
| 3 | 2 | Хвосты свин- цовой флота- ции | 1,9 | 2,39 | 6,0 | 0,70 | 44,6 | 39,0 | 0,66 | 0,012 | 0,030 | 0,040 | 0,079 | 2-3 |
| 4 | 2 | Свинцово-мед- ный пром. продукт | 7,9 | 1,30 | 3,64 | 0,20 | 47,34 | 42,44 | 0,61 | 0,009 | 0,007 | 0,085 | 0,011 | 1,0 |
| 5 | 3 | Цинковый к-т пром. продук- товой флотации | 2,8 | 0,72 | 14,2 | 1,74 | 40,85 | 33,28 | 0,92 | 0,028 | 0,011 | 0,026 | 0,041 | 2,0 |
| 6 | Объед. промпродукт (позиции 1, 2, 3, 5) | | | 3,83 | 7,90 | 2,48 | 44,54 | 37,78 | 0,78 | 0,016 | 0,024 | 0,046 | 0,048 | 2,17 |

Примечание: другие составляющие породы не приводятся ввиду их низких содержаниях в руде.

SECTION 1

, полученных при обогащении проб руды
активной схеме флотации.

Таблица 3.14.

| №- та | сурь- мы | ко- баль- та | крем- не- зема | г/т | | И свин- ца | з цин- ка | в ме- ди | л се- ры | е же- ле- за | ч мель- яка | е кад- мия | н вис- му- та | и сурь- мы | %, % | | се- реб- ра |
|----------|-------------|--------------------|----------------------|-------------|-------------------|------------------|-----------------|----------------|----------------|-----------------------|-------------------|------------------|------------------------|------------------|--------------------|------------------|-------------------|
| | | | | зо- лота | се- реб- ра | | | | | | | | | | ко- баль- та | зо- ло- та | |
| 035 | 0,065 | 0,031 | 2-3 ^x) | 1,0 | 33,8 | 23,1 | 8,3 | 13,9 | 4,0 | 4,0 | 3,7 | 8,9 | 5,5 | 4,8 | 3,5 | 4,8 | 5,2 |
| 017 | 0,045 | 0,068 | 1-2 | 0,52 | 10,1 | 9,9 | 6,3 | 7,7 | 2,2 | 2,2 | 2,0 | 2,5 | 27,6 | 1,5 | 3,5 | 2,4 | 1,0 |
| 030 | 0,040 | 0,079 | 2-3 | 0,77 | 13,0 | 4,8 | 4,2 | 4,6 | 1,8 | 1,8 | 1,8 | 2,6 | 8,6 | 0,7 | 12,5 | 1,8 | 0,7 |
| 074 | 0,085 | 0,011 | 1,0 | 0,85 | 15,0 | 10,9 | 10,8 | 5,5 | 7,9 | 8,3 | 6,7 | 7,9 | 8,9 | 6,3 | 7,2 | 8,1 | 2,7 |
| 011 | 0,026 | 0,041 | 2,0 | 0,41 | 38,0 | 2,4 | 19,5 | 4,1 | 2,6 | 2,4 | 3,5 | 11,6 | 1,5 | 1,1 | 2,8 | 3,3 | 5,1 |
| 024 | 0,046 | 0,048 | 2,17 | 0,72 | 26,75 | | | | | | | | | | | | |

взвешенных содержаний в руде.

SECTION 2

возгоны. Переработка свинцово-медного продукта (позиция 4, таблицы 3.14) возможна лишь с извлечением серы в газы, т.к. при указанной ^{сго}составе практически все металлы будут потеряны со шлаками. Наиболее рациональный вариант—это переработка смеси полупродуктов составленной согласно расчета с учетом выходов их при обогащении (без свинцово-медного пром.продукта). При этом могут быть получены: свинцово-медный штейн, содержащий 10% меди и 15% свинца, окисленные возгоны, содержащие 63% цинка и 7% свинца, газы с содержанием 65–80% сернистого ангидрида. Вероятное извлечение металлов и серы в продукты кивцетной плавки из смеси полупродуктов показано в таблице 3.15. Сопутствующие металлы (кадмий, висмут и др.) могут быть извлечены в окисленные цинковые возгоны, а так же черновую медь и свинецсодержащую пыль при конвертировании медно-свинцового штейна.

Таблица 3.15.

Вероятное извлечение металлов и серы
в продукты кивцетной плавки из смеси
полупродуктов.

| Извлечение, % | свинца | цинка | меди | серы |
|------------------|--------|-------|------|------|
| В: штейн | 72,5 | 4,4 | 87,0 | 8,0 |
| возгоны | 15,4 | 61,0 | - | - |
| шлак | 12,0 | 34,5 | 10,0 | - |
| газы | - | - | - | 89,0 |

3.5. Выводы

В результате исследования обогатимости проб руды установлено, что:

1) схема коллективно-селективной флотации, предусматривающая совместную флотацию свинцовых и медных минералов при депрессии пирита и сфалерита, последующую активацию сфалерита и разделение свинцово-медного концентрата, по сравнению со схемой коллективной флотации свинцовых, медных и цинковых минералов, при

депрессии шрита, и их разделения на селективные концентраты, позволила получить более высокие показатели обогащения, хотя по обеим схемам показатели получены невысокими;

2) селективные концентраты могут быть переработаны с применением обычных металлургических процессов. Что касается цинкового продукта руды пробы 3, то ввиду низкого содержания в нем цинка (40%) он исследован дополнительно с целью определения возможности переработки его гидрометаллургическим способом;

3) в связи со сложностью вещественного состава руды при обогащении помимо селективных концентратов получены полупродукты, в которые извлечено 40-45% металлов. По оценке специалистов имеется принципиальная возможность переработки большинства из них "кивцэт"-процессом (раздел 3.4, таблица 3.15);

4) для проведения поисковых исследований по гидрометаллургической переработке продуктов обогащения из руды пробы 2 и 3 получены коллективные концентраты, которые содержат свинца 4-8%, цинка 15-33%, меди 3-10%, при извлечении свинца 51,8-60,0%, цинка 74-86%, меди 70,8-80,7%.

4. ПОИСКОВЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ.

Исследованию подвергались:

- цинковый продукт, полученный при обогащении руды пробы 3;
- коллективный концентрат, выделенный при обогащении руды пробы 2 и
- коллективный концентрат, полученный при обогащении руды пробы 3.

Для проведения указанных исследований продукты получали в опытах непрерывного процесса соответственно по схемам рисунков 3.9 и 3.13. Вес каждого продукта составил 0,5-1,5 кг/т.

Состав коллективных концентратов проб 2 и 3 виден из данных таблиц 3.12 и 3.13 (раздел 3.3).

Поскольку цинковый продукт для данных исследований получали после длительного хранения руды, содержание в нем основных компонентов несколько отличается от полученных ранее (раздел 3.2.5, таблица 3.8).

4.1. Опыты переработки цинкового продукта.

Цинковый продукт содержал, %: цинка 37,42, меди 1,75, свинца 0,76, железа 25,04 и серы 37.

В связи с тем, что содержание основного элемента в исследуемом продукте приближалось к нижнему пределу содержания концентратов, обрабатываемых на цинковых заводах, то для ее обработки была испытана стандартная технология. Последняя заключается в предварительном окислительном обжиге исходного продукта с последующим двухстадийным выщелачиванием огарка в растворах серной кислоты. Из раствора, после его очистки от примесей, цинк выделяют электролизом.

Первоначально на исследуемой пробе были поставлены опыты по уточнению условий обжига. С этой целью несколько навесок пробы обжигали в муфеле при температуре 650°C в течение различного времени и анализировали огарок на содержание серы общей, сульфидной и сульфатной.

На основании полученных результатов (таблица 4.1) было установлено, что после четырехчасового обжига содержание серы в огарке снижается до 5,6%. При этом ее преимущественная часть оказывается представленной сульфатной серой. Содержание сульфидной не превышает 0,1%. Выход огарка от исходного составляет ~93%.

Таблица 4.1.

Результаты обжига цинкового продукта.

| Продолжительность обжига при температуре 650°C , часы | Содержание серы в огарке, % | | |
|-----------------------------------------------------------------------|-----------------------------|------------|-------|
| | сульфатной | сульфидной | общей |
| 2 | 4,3 | 3,54 | 7,84 |
| 3 | 6,47 | 0,43 | 6,9 |
| 4 | 5,5 | 0,1 | 5,6 |

На основании полученных результатов в последующих опытах обжиг продукта перед выщелачиванием производили при температуре 650°C в течение 4-х часов.

С целью подбора условий выщелачивания были поставлены опыты обработки огарка в растворе, содержащем 130 г/л серной кислоты (близко применяемому в практике) при различном отношении Т:Ж в пульпе. Температура пульпы в процессе выщелачивания поддержи-

вალაშ на уровне 60–80°C, продолжительность составляла 4 часа.

Результаты опытов оценивались по содержанию металлов в нерастворимых остатках от выщелачивания.

Растворы анализировались на железо, поскольку содержание последнего определяет эффективность последующей гидролитической очистки электролита перед выделением из него цинка. Известно, что при содержании железа в растворе выше 6–7 г/л очистки его до 0,03 г/л (допустимого содержания железа при электролизе) становится весьма затруднительной из-за выпадения из раствора объемистых и трудно фильтруемых соединений железа. Результаты этих опытов помещены в таблице 4.2.

Таблица 4.2.

Результаты опытов выщелачивания огарка.

| № опы- тов | Отноше- ние Т:Ж | Вы- ход н/о, % | Содержание в нераств. остат- | | Содержа- ние же- леза в р-ре, г/л | Извлечение в раст- вор, % | | |
|------------------|-----------------------|----------------------|---------------------------------|------|-----------------------------------------------|------------------------------|------|--------|
| | | | цинка как, % | меди | | цинка | меди | железа |
| 5 | 1:5 | 28,0 | 10,8 | 2,3 | 5,8 | 92,5 | 65,7 | 14,2 |
| 69 | 1:6 | 21,0 | 11,25 | 2,2 | 15,1 | 94,1 | 76,0 | 37,0 |
| 70 | 1:7 | 16,3 | 10,48 | 1,94 | 20,0 | 95,8 | 83,2 | 49,0 |

Из полученных результатов следовало, что наиболее приемлемой является обработка огарка в растворе серной кислоты при отношении Т:Ж в пульпе, равном 1:5. В этих условиях в раствор извлекается 92,5% цинка при сравнительно невысоком переходе в него железа.

Увеличение расхода растворителя мало влияет на рост извлечения в раствор цинка, однако значительно повышает растворимость железа, препятствуя тем самым возможности очистки раствора перед осаждением из него цинка.

Следующие опыты были поставлены по принципу непрерывного процесса по схеме, предусматривающей двухстадийное выщелачивание огарка, очистку раствора от меди, электролиз цинка, подкрепление отработанного электролита серной кислотой и возврат его в голову процесса (схема на рис. 4.1).

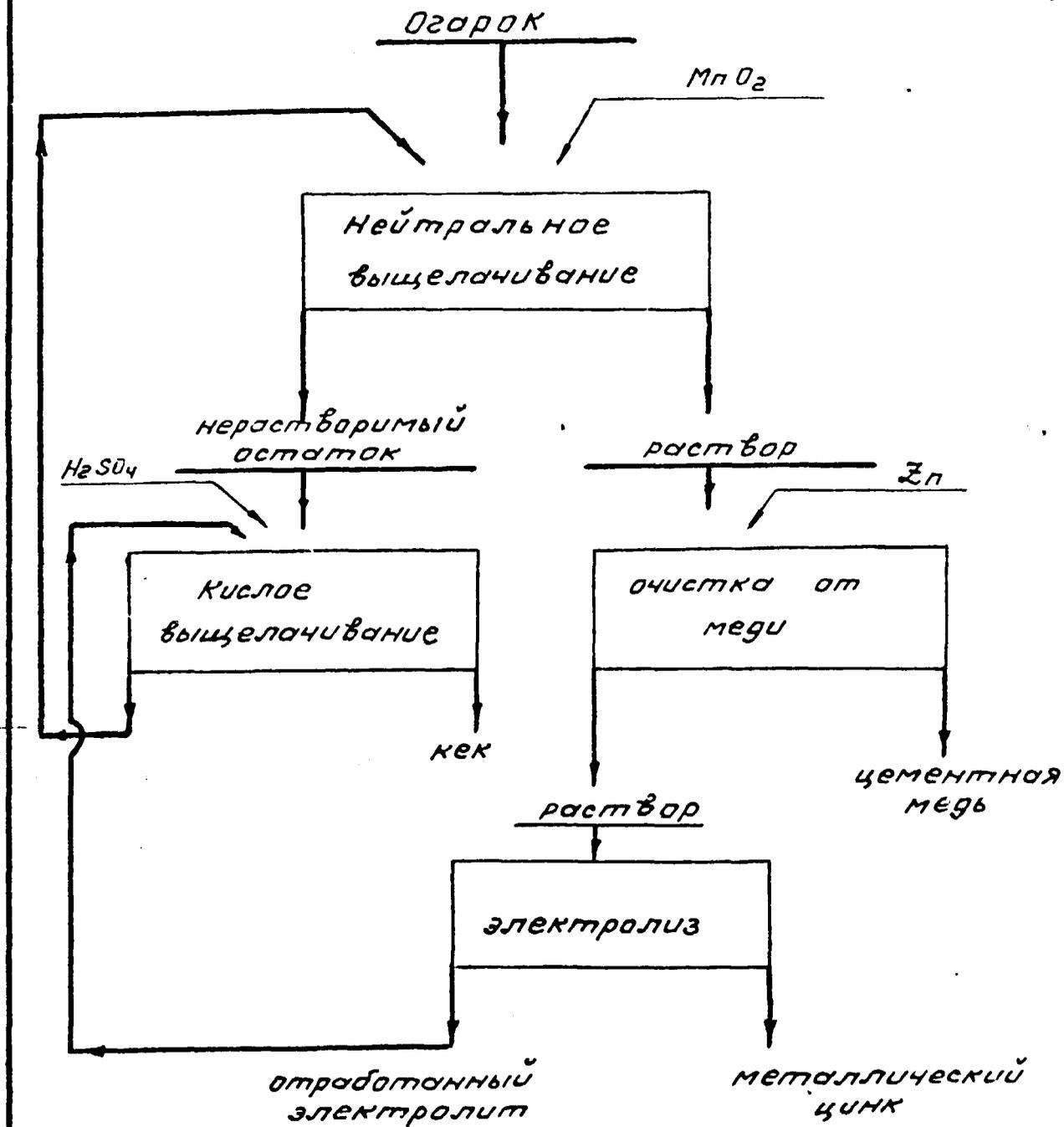


Рис. 4.1.

Принципиальная схема обработки
огарка от обжига цинкового
продукта

Огарок поступал в нейтральную ветвь выщелачивания, где он обрабатывался раствором из кислой ветви, содержащим 67-72 г/л серной кислоты. Туда же загружали пиролюзит в количестве около 10% от веса огарка. При этом в процессе нейтрального выщелачивания одновременно с частичным растворением цинка происходило окисление двухвалентного железа и осаждение его из раствора. Это оказывалось возможным благодаря тому, что к моменту окончания нейтрального выщелачивания, которое производили в течение одного часа, раствор оказывался почти полностью нейтрализованным. pH его приближался к 4,5-5,0.

По окончании нейтрального выщелачивания пульпу фильтровали без особых затруднений, поскольку осадок основных сульфатов железа находился в смеси с зернистым материалом, представлявшим собой недоразложенную при нейтральном выщелачивании часть огарка.

Маточный раствор, очищенный указанным способом от железа, направлялся на операцию очистки от меди, а нерастворимый остаток на кислое выщелачивание. Последнее осуществлялось в растворе, содержащем серную кислоту около 130 г/л. Продолжительность кислого выщелачивания равнялась 3 часам.

Выщелачивание производили при отношении Т:Ж в пульпе, равном 1:5 в расчете на огарок, поступавший на нейтральное выщелачивание. Температуру пульпы поддерживали на уровне 60-80°C.

В таблице 4.3 приводятся результаты двух опытов, поставленных в условиях двухстадиального выщелачивания огарка.

Из полученных результатов видно, что при применении двухстадиальной схемы выщелачивания огарка из него извлекается в раствор 90-93% цинка и 62,8-67,1% меди. Выход кеков составляет 24-28% и они содержат 15-10% цинка и 2,3-2,4% меди. По своему составу эти кеки близки к кекам, получаемым при переработке стандартных цинковых концентратов. Такие кеки подвергают на цинковых заводах вельцеванию для доизвлечения из них металла.

Что же касается растворов, полученных после отфильтровывания кеков нейтрального выщелачивания, то они оказались очищенными от железа и требовали перед электролизом лишь очистки от меди.

Эта операция производилась обработкой их в течение одного часа гранулированным цинком при нагревании до 40°C. Количество израсходованного цинка составляло около 1,5% от веса исходного огарка. Цементный осадок меди содержал 81-86% меди.

*

Таблица 4.3.

Результаты опытов двухстадийного выщелачивания
огарка цинкового продукта.

| № опы- тов | Наименование стадии | Раствор | Содержание в растворе, г/л | | | | Выход кека, % | Содержание в кеке, % | | Извлечение в раствор, % | |
|------------------|------------------------|----------------------|-------------------------------|-------|------|--------|---------------------|-------------------------|------|----------------------------|------|
| | | | серной кислоты | цинка | меди | железа | | цинка | меди | цинка | меди |
| 9 | Кислое | Загруженный | 133,0 | 40,0 | - | - | | | | | |
| | | Полученный | 72,0 | 73,0 | 1,5 | 6,1 | | | | | |
| 9 | Нейтральное | Загруженный | 72,0 | 73,0 | 1,5 | 6,1 | | | | | |
| | | Полученный pH=4,5 | 114,2 | 2,2 | 0,03 | 28,0 | 10,2 | 2,3 | 93,0 | 62,8 | |
| 10 | Кислое | Загруженный | 133,0 | 40,0 | | | | | | | |
| | | Полученный | 69,0 | 74,5 | 1,6 | 7,2 | | | | | |
| 10 | Нейтральное | Загруженный | 69,0 | 74,5 | 1,6 | 7,2 | | | | | |
| | | Полученный pH=4,8 | 110,6 | 2,36 | 0,03 | 24,1 | 14,9 | 2,4 | 90,6 | 67,1 | |

Электролиз цинка вели в ванночке, изготовленной из флекси-глаза. Аноды были отлиты из свинца, катод был изготовлен из листового алюминия.

Электролитом служил раствор, полученный после нейтрального выщелачивания огарка и очищенный дополнительно от меди. Он содержал цинка около 110 г/л.

Плотность тока на катоде равнялась около 700 а/м^2 . Напряжение на ванне - $3,8-4,0 \text{ В}$. Температура электролита поддерживалась в пределах $30-40^\circ \text{С}$ путем охлаждения стенок ванны холодной водой.

В этих условиях на катоде осаждался плотный осадок цинка, который легко отделяется от матрицы. При этом выход по току составлял $89-91\%$, а отработанный электролит содержал цинка $39-41 \text{ г/л}$, серную кислоту - $105-110 \text{ г/л}$.

4.2. Результаты переработки коллективного концентрата, полученного при обогащении пробы 2.

Этот продукт был предварительно обожжен в тех же условиях, что и цинковый продукт пробы 3, т.е. при температуре 650°С и в течение 4 часов.

Полученные огарки содержали $4-5\%$ серы, причем преимущественная ее часть была представлена сульфатными соединениями. Содержание сульфидной серы не превышало $0,1-0,2\%$. Рациональным анализом огарка на цинк было установлено, что последний представлен на 70% сульфатом и окислом и на 30% ферритом.

Учитывая высокое содержание ферритов в огарке, опыты выщелачивания последнего были поставлены в растворах серной кислоты различной концентрации при постоянном отношении Т:Ж в пульпе, равном $1:7,5$. Продолжительность выщелачивания составляла 4 часа. Температура пульпы равнялась $60-80^\circ \text{С}$.

Результаты этих опытов, помещенные в таблице 4.4 свидетельствовали о том, что выщелачивание огарка, полученного из коллективного концентрата пробы 2, протекает хуже чем цинкового продукта, полученного из пробы 3. Для достижения высоких показателей потребовалось применение более концентрированных растворов серной кислоты, способных разлагать ферриты. Однако главный недостаток процесса заключался в том, что в условиях более полного перехода в раствор цинка происходило интенсивное растворение железа. Содержание последнего в растворе достигало $12-25 \text{ г/л}$, что значительно превышает допустимое.

Таблица 4.4.

Результаты выщелачивания огарка, полученного после обжига коллективного концентрата пробы 2.

| № опы- тов | Концентра- ция раство- ра серной кислоты, г/л | Расход кислоты в % от теорет. | Выход нераст- воримо- го остат- ка, % | Содержание в нерастворимом остатке, % | | | | Содержание железа в растворе, г/л | Извлечение в раствор, % | | |
|---------------|-----------------------------------------------------------|----------------------------------------|---------------------------------------------------|------------------------------------------|------|--------|--------|--------------------------------------------|----------------------------|------|--------|
| | | | | цинка | меди | железа | свинца | | цинка | меди | железа |
| 56 | 100 | 110 | 53,0 | 16,25 | 2,46 | 32,81 | 14,9 | 6,0 | 75,8 | 69,3 | 18,0 |
| 60 | 129 | 165 | 40,0 | 14,0 | 2,44 | 30,6 | 20,8 | 12,2 | 82,5 | 74,6 | 42,9 |
| 76 | 300 | 380 | 20,0 | 1,12 | 0,33 | 13,8 | 39,5 | 25,1 | 99,3 | 98,3 | 86,5 |

С целью повышения селективности процесса был испытан окислительно-автоклавный способ переработки продукта. По этому способу сульфидные полиметаллические продукты обогащения обрабатывают растворами серной кислоты в автоклаве при повышенной температуре и давлении кислорода или сжатого воздуха, которые задаются с целью окисления сульфидов.

При этом сульфид цинка превращается в растворимый сульфат по реакции:



с выделением элементарной серы.

Известно, что в условиях, обеспечивающих высокую степень разложения сфалерита первичные сульфиды меди и пирит затрагиваются сравнительно мало. Что же касается сульфида свинца, то он образует сульфат этого металла.

Опыты были поставлены в автоклаве, выполненном из титана, емкостью в 1 литр.

В автоклав загружали навеску концентрата и раствор, содержащий 100 г/л серной кислоты и 40 г/л цинка. Отношение Т:Ж в пульпе — 1:5.

Количество загруженной серной кислоты составляло 115% от стехиометрического количества в расчете на содержание цинка в навеске.

Содержимое автоклава нагревали при температуре около 105°C 4 часа. В течение указанного времени в автоклав подавали кислород под давлением 4 атм. В процессе выщелачивания пульпа энергично перемешивалась турбинной мешалкой с числом оборотов 2600 об/мин.

По истечении заданного времени выщелачивания автоклав охлаждали, стравливали кислород и вновь нагревали пульпу в автоклаве до 150°C с выдержкой ее при этой температуре в течение одного часа. Известно, что в результате нагрева пульпы выше температуры расплавления серы, последняя обволакивает зерна недоразложившихся сульфидов и образует гранулы размером от 4–10 мм, легко отделяемые от остальной части нерастворимого остатка грохочением.

Такая операция позволила после фильтрации автоклавной пульпы разделить полученные кеки на две части, из которых одна оказалась обогащенной свинцом настолько, что могла быть классифи-

цирована в качестве свинцового концентрата. В таблицах 4.5 и 4.6 приведены результаты одного из опытов.

Таблица 4.5.

Результаты опыта выщелачивания в автоклаве коллективного концентрата, полученного при обогащении пробы 2.

| Выход суммарного нераств. остатка, % | Содержание в н.о., % | | | Содержание в раств., г/л | | Извлечение в раствор, % | | |
|--------------------------------------|----------------------|------|--------|--------------------------|--------|-------------------------|------|--------|
| | цинка | меди | свинца | серной кислоты | железа | цинка | меди | железа |
| 62,3 | 2,16 | 4,07 | 12,2 | pH=1,2 | 1,84 | 95,30 | 26,5 | 4,6 |

Таблица 4.6.

Результаты грохочения нерастворимого остатка, полученного после автоклавного выщелачивания коллективного концентрата пробы 2.

| Продукты грохочения нерастворимого остатка | Выход от н.о., % | Содержание, % | | | Извлечение, % | | |
|--------------------------------------------|------------------|---------------|------|--------|---------------|-------|--------|
| | | цинка | меди | свинца | цинка | меди | свинца |
| Верхний продукт | 71,8 | 2,45 | 5,22 | 2,8 | 81,0 | 92,5 | 16,5 |
| Нижний продукт | 28,2 | 1,42 | 1,13 | 36,1 | 19,0 | 7,5 | 83,5 |
| Исходный | 100,0 | 2,16 | 4,07 | 12,2 | 100,0 | 100,0 | 100,0 |

Из рассмотрения приведенных результатов можно было сделать заключение о том, что автоклавный процесс является достаточно эффективным для переработки коллективного концентрата.

Применение его обеспечивает достижение высокого извлечения цинка в раствор (свыше 95%). В то же время оказывается возможным выделить свинец в свинцовый концентрат из нерастворимого остатка от выщелачивания при извлечении в него 83,5% свинца от исходного. Наряду с цинком в раствор переходит 26,5% меди и около 5% железа от содержания этих металлов в исходном.

Сравнительно низкое содержание железа в автоклавном растворе (1,84 г/л) облегчает очистку раствора перед выделением из него цинка, что имеет существенное значение для последующих стадий процесса. Представляют интерес результаты рентгеновского анализа продуктов грохочения нерастворимого остатка от выщелачивания.

Согласно этим результатам в гранулированной части преобладает пирит, присутствует элементарная сера, халькопирит, небольшое количество блеклой руды, англезита и очень мало сфалерита.

Что же касается подрешетной части, то основными фазами ее являются англезит и плюмбоярозит $PbFe_6(SO_4)_4(OH)_2$ (свинец на 70% представлен англезитом и на 30% - плюмбоярозитом). В этой части было мало пирита и сфалерита, еще меньше галенита и халькопирита.

Нижний продукт нерастворимого остатка был подвергнут часовой обработке в 25%-ном растворе поваренной соли при нагревании до $100^{\circ}C$, после чего был отфильтрован нерастворимый остаток, в котором рентгенометрически обнаружен в качестве основной фазы плюмбоярозит. Англезит перешел практически нацело в раствор по реакции

$$PbSO_4 + NaCl \rightarrow PbCl_2 + Na_2SO_4$$

Поскольку в исходном концентрате плюмбоярозит отсутствовал, можно считать, что обнаруженный в кеках автоклавного выщелачивания тонкоизмельченный (менее 1 мкм) плюмбоярозит является вновь образованным соединением, полученным в результате взаимодействия соединений свинца с сульфатом железа, содержащимся в автоклавном растворе. В результате этого взаимодействия происходит, по-видимому, осаждение железа из раствора и снижение его содержания до указанного. Для доведения содержания этой примеси до 0,02-0,03 г/л был применен гидролитический способ очистки от железа в автоклаве. Раствор нейтрализовали известью до pH - 4,5 и обрабатывали в течение одного часа в автоклаве при $140^{\circ}C$ и давлении кислорода 4 ат. При этом из раствора выпадал осадок, который содержал цинка - 6,48% и меди - 2,83%. Выход осадка составил 2,3% от навески исходного концентрата и в него извлекалось 0,5% цинка и 1,8% меди от исходного содержания. Раствор направляли на цементацию меди, которая осуществлялась обработкой его гранулированным цинком, как было описано выше.

Для ускорения процесса цинк вводился в избыточном количестве. Из очищенного от примесей раствора производили осаждение цинка электролизом.

Электролитическое осаждение цинка производили при плотности тока 700 а/м^2 . При этом на катоде осаждался плотный, легко снимаемый с матрицы, осадок цинка при выходе по току равном $\sim 95\%$.

В отработанном электролите оставалось около 40 г/л цинка и около 50 г/л серной кислоты.

4.3. Опыты переработки коллективного концентрата, полученного при обогащении пробы З.

Результаты опытов поставленных по схеме, включающей предварительный обжиг концентрата и последующее выщелачивание огарка в растворах серной кислоты различной концентрации свидетельствовали о том, что эта схема из-за отсутствия избирательности процесса не пригодна также и для обработки коллективного концентрата пробы З.

Как показано в таблице 4.7 в условиях, обеспечивающих высокое извлечение цинка из огарка в сернокислый раствор, переходит одновременно большое количество меди и железа. Содержание железа в растворе достигает десятков грамм на литр, что делает практически неосуществимым выделение из него высококачественного цинкового продукта.

Таблица 4.7.

Результаты сернокислотного выщелачивания огарка, полученного после обжига концентрата пробы З.

(Условия опытов: обжиг концентрата при температуре 650°C в течение 4 часов, выщелачивание - при температуре $60-80^\circ\text{C}$ в течение 4 часов и при отношении Т:К в пульпе, равном 1:5)

| № оп. | Содерж. серной кислоты г/л | Выход, н.о., % | Содержание в н.о., % | | | | Содержание железа, г/л | Извлечение в раствор, % | | |
|-------|----------------------------|----------------|----------------------|------|---------|---------|------------------------|-------------------------|-------|--------|
| | | | цин-ка | меди | свин-ца | же-леза | | цинка | меди | железа |
| 72 | 130 | 40,0 | 1,55 | 1,33 | 11,5 | 36,7 | 26,3 | 95,6 | 95,1 | 53,5 |
| 75 | 300 | 31,5 | 0,25 | 0,22 | 14,7 | 27,1 | 40,2 | 99,5 | 99,35 | 71,2 |

В связи с этим были поставлены опыты по автоклавному выщелачиванию продукта.

Выщелачивание осуществлялось в условиях аналогичных принятым при обработке коллективного концентрата пробы 2.

Температура выщелачивания — 105–110°C; продолжительность — 4 часа. В течение всего времени обработки в автоклав подавали кислород из баллона под давлением 4 ат. Общее давление в автоклаве поддерживалось на уровне 5,2–5,5 ат. Содержание твердого в пульпе равнялось 20%. В растворе, заливаемом в автоклав, перед началом операции содержалось около 40 г/л цинка и различное количество серной кислоты в соответствии с задаваемым ее избытком по сравнению со стехиометрическим количеством, необходимым для образования сульфата цинка. Результаты этих опытов помещены в таблице 4.8.

Таблица 4.8.

Результаты опытов выщелачивания в автоклаве коллективного концентрата, полученного из пробы 3.

| № п/п | Дозировка серной кислоты | | Выход, % н.о. | Содержание в н.о. % | | | Содержание в р-ре железа г/л | Извлечение в растворе, % | | |
|-------|--------------------------|--------------|---------------|---------------------|------|--------|------------------------------|--------------------------|------|--------|
| | г/кг | % к стехиом. | | цинка | меди | свинца | | цинка | меди | железа |
| 42 | 225 | 100 | 93,8 | 6,40 | 8,99 | 4,90 | 1,12 | 60,0 | 21,6 | 2,0 |
| 91 | 340 | 150 | 80,7 | 2,04 | 9,06 | 5,6 | 6,1 | 89,1 | 32,0 | 10,8 |
| 77 | 600 | 275 | 43,3 | 0,26 | 11,1 | 10,6 | 34,4 | 99,2 | 55,3 | 61,0 |

Полученные результаты свидетельствовали о существенном влиянии дозировки серной кислоты на результаты выщелачивания металлов в окислительно-автоклавном процессе, поскольку одновременно с цинком происходит заметное растворение меди и железа.

По-видимому, однако скорость растворения цинка больше. Поэтому при сравнительно небольшом избытке растворителя наблюдается преимущественный переход этого металла в раствор. Когда же избыток заметно увеличивают, нарушается селективность процесса. Так, при избытке серной кислоты, равном 150 % к стехиометрии было извлечено в раствор 89,1% цинка, 32% меди и лишь 10,8% железа.

Когда же избыток серной кислоты составил 275%, то при росте извлечения цинка на 10%, повышение извлечения меди составило 23,3%, а железа даже 50%.

Таким образом было установлено, что окислительно-автоклавный процесс может быть использован также для переработки коллективного концентрата пробы 3. Необходимо лишь тщательно отработать условия автоклавного выщелачивания, в частности уточнить дозировку серной кислоты.

В наших опытах, при расходе ее в количестве 150 % от необходимого для связывания цинка в сульфат, содержание железа в автоклавном растворе составило 6,1 г/л, что позволило в результате нейтрализации его известью до $\text{pH} \sim 4,0$ и последующей обработки в автоклаве при температуре 140°C и давлении кислорода 4 ат., получить очищенный от железа раствор (содержание железа составило 0,035 г/л).

Очистка раствора от меди производилась цементацией ее гранулированным цинком. После цементации в растворе оставались следы меди, а цементный осадок содержал 84% металла. Выход цементного осадка составил 4,3 % от концентрата.

Из раствора очищенного от железа и меди осаждали цинк электролизом.

Электролитическое осаждение цинка осуществляли из раствора, который содержал цинка 83,2 г/л. Электролиз вели в условиях аналогичных описанным в предыдущем разделе, т.е. при плотности тока 700 а/м^2 и напряжении 3,5–3,8 В. При этом на катоде был осажден плотный осадок металла при выходе по току 94,6%. В отработанном электролите содержалось 29,2 г/л цинка и 80,3 г/л серной кислоты.

Что касается нерастворимых остатков от выщелачивания коллективного концентрата, то с целью извлечения из них свинца, их обработали в течение одного часа в 20%-ном растворе поваренной соли, содержащем 20 г/л соляной кислоты. Отношение Т:Ж равнялось 1:1, температура пульпы – 100°C . Результаты этого опыта помещены в таблице 4.9.

Из раствора свинец был осажден при нагревании до 60°C раствором соды при добавлении последнего до $\text{pH} \sim 8$.

Таблица 4.9.

Результаты выщелачивания свинца из кеков автоклавного процесса.

| Выход н.о. от выщелачивания свинца, % | Содержание в н.о., % | | | Извлечение свинца в р-р, % |
|---------------------------------------|----------------------|-------|------|----------------------------|
| | свинца | цинка | меди | |
| 90,8 | 1,2 | 2,2 | 9,9 | 80,7 |

При этом, по-видимому, осаждался осадок смеси карбоната и гидрата свинца, который содержал 43,7 % металла. В маточном растворе содержались следы свинца. В опытах флотации, поставленных с целью обогащения меди в нерастворимых остатках от выщелачивания свинца не удалось поднять ее содержания выше 12%, по-видимому, из-за тесной взаимосвязи медных минералов с пиритом.

4.4. Выводы.

В результате поисковых опытов установлена принципиальная возможность переработки 3 продуктов, полученных при обогащении исследованных проб руды с использованием гидрометаллургических процессов.

В качестве конечных продуктов получены цинк, катодный, свинец в виде ^{сульфата} карбоната, медь в виде цементной и 10%-ного концентрата.

При этом из цинкового продукта, переработанного по стандартной технологии осажден катодный цинк при извлечении от руды около 43%. Следует отметить возможность повышения извлечения цинка путём доработки известными методами кеков от выщелачивания цинкового концентрата.

Выщелачивание коллективных концентратов, полученных при обогащении проб 2 и 3 производилось по окислительно-автоклавной технологии. Из коллективного концентрата пробы 2 извлечено от руды в катодный цинк около 79%.

Кроме того, из этого продукта был получен свинцовый концентрат с содержанием 36,0% свинца при извлечении от руды около 50%.

Что касается меди, то при флотационном обогащении нерастворимых остатков, полученных при выщелачивании продукта можно ожидать выделения 16%-ного по меди концентрата при извлечении около 50% металла от руды.

Из автоклавного раствора осаждается 20-22% меди в виде цементного осадка.

Переработка продукта 3 обеспечивает извлечение от руды около 64% цинка в катодный металл, 41% свинца в смесь карбоната и гидрата этого металла с содержанием свинца 43,7 % и меди - около 55% в 10%-ный концентрат и около 26% в цементный осадок.

5. ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Исследовано три пробы колчеданной полиметаллической руды сложного вещественного состава, присланной из Португалии.

Несмотря на промышленное содержание свинца, меди и цинка руда проб является сложным объектом для обогащения, в связи с наличием весьма тонкой и неравномерной вкрапленности всех полезных минералов в шпирите, который составляет 81-88%, присутствием целого ряда сложных по своему составу свинцовых и медных минералов, изоморфной примеси железа в сфалерите.

В процессе проведения исследований при хранении наблюдалось окисление руды, что выражалось в понижении флотационной активности халькопирита и особенно галенита.

В итоге проведенных лабораторных исследований выявлено, что:

I. Флотацией с получением селективных концентратов руду проб рационально обогащать по схеме коллективно-селективной флотации, предусматривающей последовательное выделение из руды свинцово-медного концентрата, последующее разделение его на свинцовый и медный концентраты, цинкового и шпиритного концентратов. При этом получены свинцовые, медные и цинковые концентраты (последнее относится к пробам I и 2). Из руды пробы 3 получен цинковый продукт с содержанием цинка 40,3% и извлечением 49,5%. (рисунки 3.7-3.9). Одноименные концентраты содержат свинца 40,3-50,8%, меди 16-24%, цинка 50,31-51,88%. Извлечено в концентраты:

свинца в свинцовой — 30–42,6%, меди в медной — 50,4–67%, цинка в цинковой — 55,5–59,6%. Концентраты пригодны для обычных способов металлургической переработки.

2. Хвосты рудного цикла флотации содержат 45,5–50% серы при извлечении 77,9–81,4% и являются широким концентратом, который может быть использован для производства серной кислоты.

3. По разработанной технологии помимо концентратов получены полупродукты, в которые при невысоком содержании металлов (2–3%) извлечено от 40 до 45% металлов (суммарно по каждой пробе):

По оценке специалистов института ВНИИцветмет имеется принципиальная возможность переработки смеси их ЮВЦЭТ процессом с высоким извлечением серы в газы (89%) и сравнительно низким извлечением металлов в медно-свинцовый штейн (82% меди и 72,5% свинца) и возгоны (61% цинка).

При этом могут быть получены: свинцово-медный штейн с содержанием меди 10%, свинца 15%, окисленные возгоны — с содержанием цинка 65%, свинца 7%, газы с содержанием сернистого ангидрида 65–80%.

4. Поисковыми исследованиями по гидрометаллургической переработке продуктов обогащения показана:

а) принципиальная возможность переработки цинкового продукта, полученного из руды пробы 3, по технологии обычно применяемой для переработки цинковых концентратов.

Очевидно, аналогичный вывод будет справедлив и в отношении цинкового концентрата пром.продуктовой флотации с содержанием цинка 35,94%, полученного из руды пробы I (таблица 3.8);

б) технологическая конкурентноспособность комбинированной схемы переработки руды по сравнению с флотационной. Схема включает: получение флотацией коллективного концентрата (рисунок 3.13), выщелачивание его окислительно-автоклавным процессом с последующим выделением металлов из продуктов выщелачивания. В этом случае из руды может быть извлечено: цинка в катодный цинк 64–79%, свинца в виде сульфата и карбоната или свинцового концентрата 41–50%, меди в виде 10–16% концентрата — 50–55% и около 26% — в виде цементной меди.

5. Указанные выше коллективные концентраты, полученные при обогащении проб 2 и 3 с содержанием свинца 4-8%, цинка 15-33%, меди 3-10%, в которые извлечено %: свинца 51,8-60, цинка 74-86, меди 70,8-80,6, не могут быть эффективно переработаны КИЩЕТ-процессом (расчетные данные института ВНИИЦветмет).

6. Принципиальные комбинированные схемы переработки испытанных проб руды приведены на рисунках 5.1 и 5.2.

7. Примененный при обогащении руд режим депрессии пирита и сфалерита, равно как и беспиановый режим разделения свинцово-медного концентрата имеют правовую защиту в СССР.

8. Несмотря на низкое извлечение металлов, в целом полученные показатели являются удовлетворительными, учитывая сложность вещественного состава руд.

6. РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ИСПОЛЬЗОВАНИЮ РЕЗУЛЬТАТОВ ВЫПОЛНЕННЫХ ЛАБОРАТОРНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ.

На основании результатов полученных при исследовании трех проб колчеданной полиметаллической руды в дальнейшем следует:

1. Провести технико-экономическую оценку двух вариантов технологических схем, приведенных на рисунках 5.1 и 5.2 с целью определения оптимального варианта схемы обогащения португальских пиритов;

2. На основании проведенных расчетов обсудить с ЮНИДО и Португальской стороной вопрос о проведении полупромышленных испытаний флотационного цикла обогащения выбранного варианта технологической схемы;

3. Провести укрупненные лабораторные исследования по доводке с применением спец. методов продуктов ^{или} полупродуктов, полученных при обогащении руды в полупромышленных условиях, по выбранному варианту схемы.

4. По итогам выполнения испытаний предусмотренных по пунктам 2 и 3 определить дальнейшее направление работ.

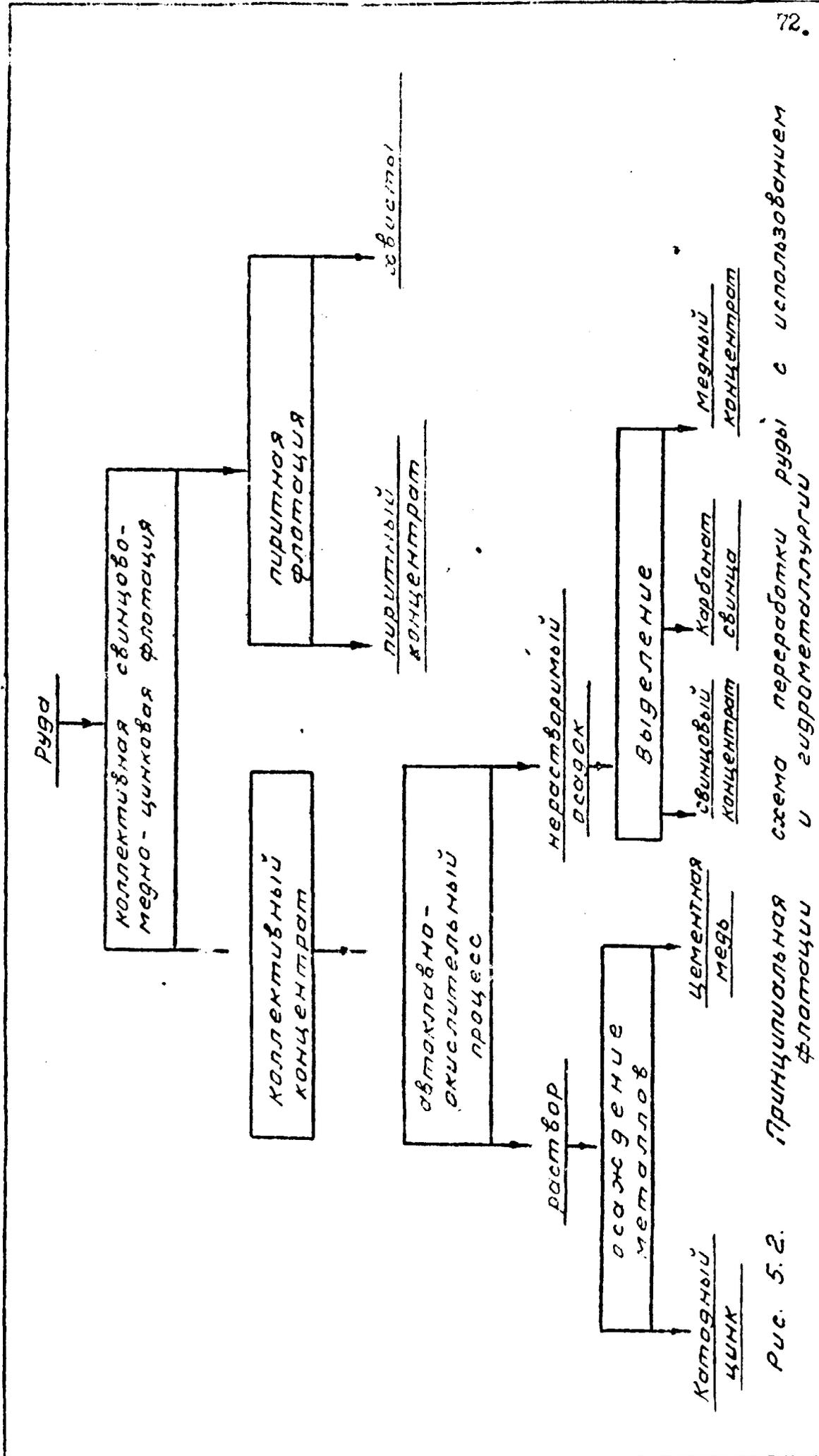
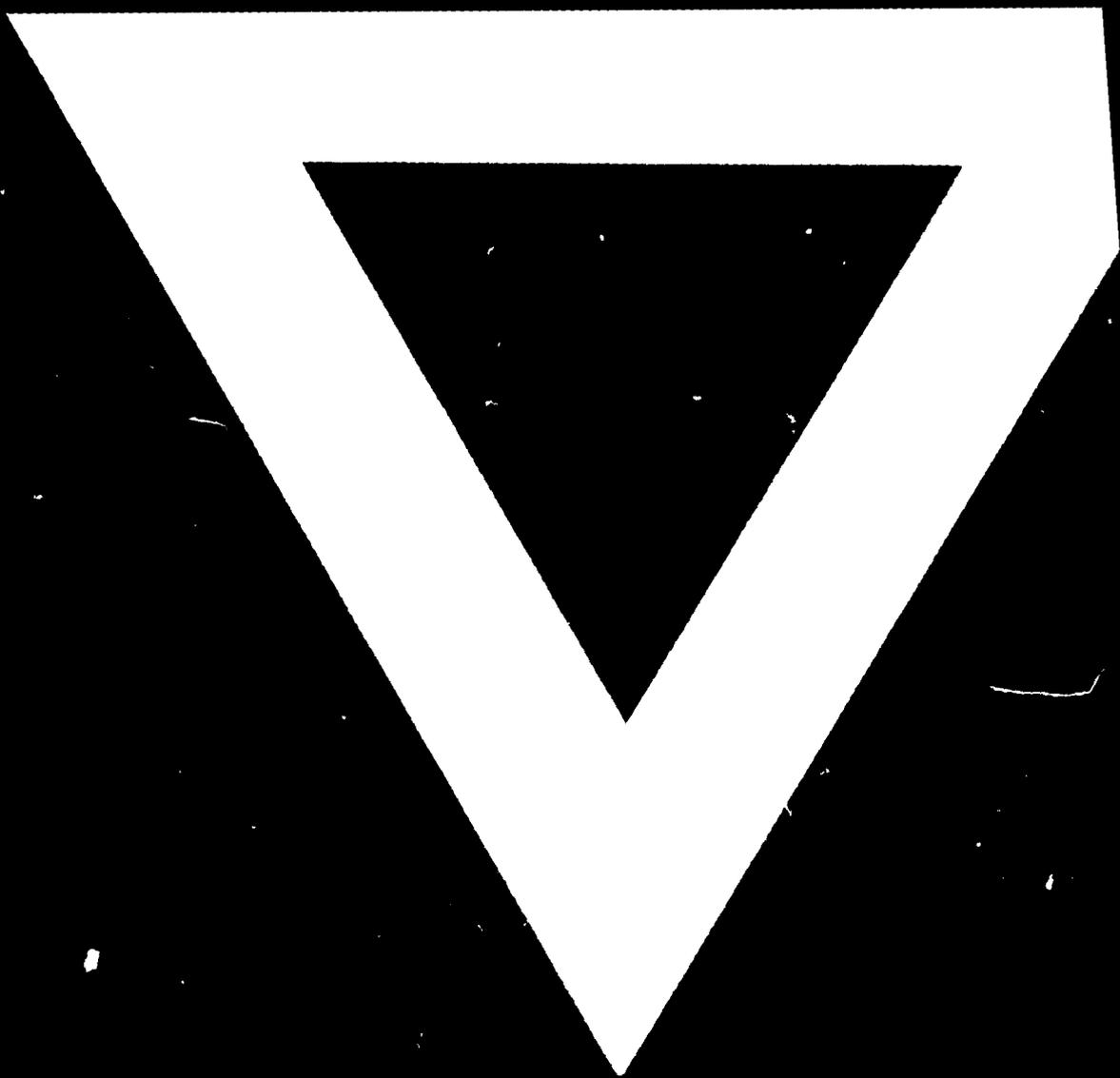


Рис. 5.2. Принципиальная схема переработки руды с использованием флотации и гидрометаллургии



21.11.30