ISSN 2181-7383

O'zbekiston KONCHILIK XABARNOMASI

ILMIY-TEXNIK VA ISHLAB CHIQARISH JURNALI

4

№ 67

Oktyabr - Dekabr 2016

НАУКА ТЕХНИКА ИННОВАЦИЯ

ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМПЛЕКС: ДОСТИЖЕНИЯ, ПРОБЛЕМЫ И ПЕРСПЕКТИВЫ ИННОВАЦИОННОГО РАЗВИТИЯ

РЕСПУБЛИКАНСКАЯ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ

НАУЧНО – ТЕХНИЧЕСКИЙ И ПРОИЗВОДСТВЕННЫЙ ЖУРНАЛ

ГОРНЫЙ ВЕСТНИК УЗБЕКИСТАНА

O'zbekiston
KONCHILIK XABARNOMASI
ILMIY-TEXNIK VA ISHLAB CHIQARISH JURNALI

ISSN 2181-7383

4 № 67
Oktyabr - Dekabr 2016

Ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnaliga
1997 yil Iyul oyida asos solingan bo'lib jurnal
uch oyda bir marta chiqadi

Ta'sischilar:
Navoiy kon-metallurgiya kombinati Davlat korxonasi,
Navoiy davlat konchilik instituti,
O'zbekiston geotexnologiya va rangli metallurgiya ilmiy-tadqiqot va qidiruv - loyihalashtirish instituti «O'zGEORANGMETLITI»

Moliyaviy qo'llab quvvatlovchilar:
«Navoiy KMK» DK,
«O'zGEORANGMETLITI» DUK

Bosh muharrir:
Norov Yu.D.

Bosh muharrir o'rinbosari:
Nasirov U.F.

Tahririyat kengashi: Abduraxmonov S.A., Bekmurzayev B.B., Belin V.A. (Rossiya), Vorobyov A.G . (Rossiya), Vorobyov A.E. (Rossiya), Gulyamov B.V., Isaxodjayev. B.A., Isokov M.U., Madaminov Sh.A., Muxiddinov B.F., Mustakimov. O.M., Popov E.L., Raimjanov B.R., Rakishev B.R. (Qozog'iston), Sagdiyeva M.G., Sanaqulov Q.S., Sattarov G'.S., Snitka N.P., Turesebekov A.X., Farmanov A.K., Shashenko A.N.(Ukraina), Yusupxodjayev A.A.

Jurnal O'zbekiston matbuot va axborot Agentligida 2006 yil 13 dekabr kuni ro'yxatga olingan bo'lib qayd etish guvohnomasi № 0033. ISSN 2181-7383 per. № 01-22/37 S от 09.07.2013 г.

Jurnalda ma'lumotlar bosilganda dalillar ko'rsatilishi shart

Jurnalda chop etilgan ma'lumot va keltirilgan dalillarning aniqligi uchun muallif javobgardir

Tahririyat manzili:
210100, Navoiy shahri, Navoiy ko'chasi, 27,
NKMK Markaziy ilmiy-tadqiqot laboratoriyasi
Тел. 8 (436) 227-69-13, 8 (436) 227-69-12,
факс 8 (436) 227-66-19
210300, Zarafshon shahri, NKMK
Markaziy kon boshqarmasi ma'muriy binosi
Tel.:8 (436) 5770354, 5770225
Faks: 8 (436) 5721015
E-mail: YuD.Norov@ngmk.uz
Sayt: http://www.ngmk.uz, www.ziyonet.uz

Texnik muharrir:
Zairova F.Yu.

Badiiy muharrir
(Kompyuter grafikasi va sahifasi):
Qantureyeva F.S.

Tarjimonlar guruhi: Abduraxmanova E.F., Bazarova E.R., Tursunova N.T.

Dizayn:
Umarov I.A.

Jurnalning chop etilishi va elektron shaklini yangilab boruvchi mas'ul:
Davlatov B.R.

Chop qilindi:
NKMK bosmaxonasida
210100, Navoiy shahri, Janubiy ko'chasi, 25
Тел. 8 (436) 227-75-56, 8 (436) 227-80-19

Nashr etishga 20.11.2016 y. imzolandi
A3 formatda

Adadi 450 nusxa
O'zbekiston konchilik xabarnomasi 2016

MUNDARIJA / СОДЕРЖАНИЕ

GEOTEXNOLOGIYA / ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

Санакулов К.С., Арустамян А.М. Анализ технологических показателей флотации медных руд месторождения Акбастау с помощью методологии гармонического разложения случайных функций..... 3
Снитка Н.П., Насыров У.Ф., Умаров Ф.Я., Очилов Ш.А. Анализ теории и практики разработки месторождений открытыми горными работами..... 8
Норов Ю.Д., Очилов Ш.А. Проблема управления дроблением горных пород под действием энергии взрыва скважинных зарядов взрывчатых веществ на открытых горных работах..... 17
Насыров У.Ф., Очилов Ш.А. Влияние забойки скважинных зарядов взрывчатых веществ на эффективность разрушения горных пород..... 24
Арустамян А.М. Анализ зарубежной практики и СНГ при переработке медных и медно-молибденовых руд..... 28
Заиров Ш.Ш., Норматова М.Ж. Разработка способа снижения пылегазовыделений при ведении взрывных работ на карьерах..... 33
Райханова Г.Е., Бакиров А.Б. Эффективные методы сжигания угля..... 34
Наимова Р.Ш. Обоснование перспективного использования вскрышных пород карьера Мурунтау в качестве резервного сырьевого источника..... 38
Жариков С.Н., Кутуев В.А. Схемы буровзрывной подготовки горной массы к выемке, обеспечивающие высокопроизводительную работу цикличного звена циклично-поточной технологии..... 42
Раимжанов Б.Р., Мухитдинов А.Т., Хасанов А.Р. Основные технические решения, используемые при выборе технологии разработки рудных тел в сложных горно-геологических условиях на нижних горизонтах месторождения Чармитан..... 45
Низамова А.Т. Исследование устойчивости бортов карьера Кальмакыр комплексными методами..... 50
Тухташев А.Б., Назаров З.С. Определение оптимальной высоты рабочего уступа при селективной выемке полезного ископаемого..... 54
Агзамов А.А., Хайитов О.Г., Рустамов М.У., Халимов О.А. Сопоставление темпов падения пластового давления залежей нефти в инфильтрационных и элизионных водонапорных системах..... 58

GEOLOGIYA / ГЕОЛОГИЯ

Снитка Н.П., Хамроев И.О. Связь геодинамики с металлогенией Южного Тянь-Шаня и актуальные задачи ведения геологоразведочных работ..... 60
Юсупов В.Р., Ядигаров Э.М., Шукуров З.Ф. Каржантов чуқур ер ёриғи сейсмик фаоллигини геологик-геофизик усуллар мажмуаси билан баҳолаш..... 64
Цой В.Д., Алимов Ш.П., Сайитов С.С., Силаев В.И. Геолого-минералогические особенности углеродсодержащих пород Центральных Кызылкумов..... 68
Якубов С.И., Сидорова И.П., Игамбердиев Э.Э., Каримова Г.Г. Некоторые результаты опытных площадных сейсмологических исследований оползневых явлений на разрезе «Ангренский». 76

ILMIY-LABORATORIYA IZLANISHLARI
НАУЧНО-ЛАБОРАТОРНЫЕ ИЗЫСКАНИЯ

Ахметов А.А., Усманов И.И. Определение силы на штоке гидроцилиндра механизма изменения базы трактора в начальный момент уменьшения длины базы..... 78
Ахмеджанов Ф.Р., Болтабаев А.Ф., Курталиев Э.Н., Эшниязов О.И. Акустический метод контроля структурных изменений в конструкционных материалах ядерных реакторов..... 81
Кувандиков О.К., Шакаров Х.О., Шодиев З.М., Хасанов Х.Б. Изучение парамагнитных свойств горных пород содержащих минералы

НАУЧНО - ТЕХНИЧЕСКИЙ И ПРОИЗВОДСТВЕННЫЙ ЖУРНАЛ
ГОРНЫЙ ВЕСТНИК УЗБЕКИСТАНА

Научно-технический и производственный журнал издаётся с июля 1997 года
Выходит один раз в три месяца

Учредители:
Государственное предприятие Навоийский горно-металлургический комбинат,
Навоийский государственный горный институт,
Государственное унитарное предприятие Узбекский научно-исследовательский и проектный изыскательский институт геотехнологии и цветной металлургии «O'zGEORANGMETLITI»

При финансовой поддержке:
ГП «Навоийский ГМК»,
ГУП «O'zGEORANGMETLITI»

Главный редактор:
Норов Ю.Д.

Зам. главного редактора:
Насиров У.Ф.

Редакционный совет: Абдурахмонов С.А., Бекмурзаев Б.Б., Белин В.А. (Россия), Воробьёв А.Г. (Россия), Воробьёв А.Е. (Россия), Гулямов Б.В., Исаходжаев Б.А., Исоков М.У., Мадаминов Ш.А., Мухиддинов Б.Ф., Мустакимов О.М., Попов Е.Л., Раимжанов Б.Р., Ракишев Б.Р. (Казахстан), Сагдиева М.Г., Санакулов К.С., Саттаров Г.С., Снитка Н.П., Туресебеков А.Х., Фарманов А.К., Шашенко А.Н. (Украина), Юсупходжаев А.А.

Журнал зарегистрирован в Узбекском Агентстве по печати и информации

Регистрационное свидетельство за № 0033 от 13 декабря 2006 г.
ISSN 2181-7383 рег. № 01-22/37 S от 09.07.2013 г.

При перепечатке материалов ссылка на журнал обязательна

За точность фактов и достоверность информации ответственность несут авторы

Адрес редакции:
210100, г. Навои, ул. Навои, 27,
Центральная научно-исследовательская лаборатория НГМК
Тел. 8 (436) 227-69-13, 8 (436) 227-69-12,
факс 8 (436) 227-66-19
210300, г. Зарафшан, Административный корпус, Центральное рудоуправление НГМК
Тел. 8 (436) 5770354, 5770225
Факс: 8 (436) 5721015
E-mail: YuD.Norov@ngmk.uz
Сайт: http://www.ngmk.uz, www.ziyonet.uz

Технический редактор:
Заирова Ф.Ю.

Художественный редактор (Компьютерная графика и вёрстка):
Кантуреева Ф.С.

Перевод: Абдурахманова Э.Ф., Базарова Э.Р., Турсунова Н.Т.

Дизайн:
Умаров И.А.

Ответственный за публикацию и обновление электронной формы журнала:
Давлатов Б.Р.

Отпечатано:
в типографии НГМК
210100, г. Навои, ул. Южная, 25
Тел. 8 (436) 227-75-56, 8 (436) 227-80-19

Подписано в печать 20.11.2016 г.

Формат А3

Тираж 450 экз.

© Горный вестник Узбекистана 2016

при высоких температурах 84
Саидов А.Х., Зияева М.А. экстракционно-фотометрическое определение сурьмы с 1-(2-пиридилазо)-2-нафтолом (ПАН) 87
Машарипова З.А., Артиков А.А. Микротўлқинли энергия ёрдамида маҳсулотларни қуритишда босимни таъсирини аниқлаш 89
Юнусов Б.И., Хасанов А.С., Артиков А.А., Юнусов И.И. К вопросу разработки оптимальной конструкции псевдоожиженного сепаратора сыпучего материала 94
Петросов Ю.Э., Махмудов Д.Р., Уринов Ш.Р. Физическая сущность дробления горных пород взрывом скважинных зарядов ВВ 98
Умаров Ф.Я., Махмудов Д.Р. Исследование процесса дробления и снижения прочности раздробленных горных пород взрывом скважинных зарядов путем повышения их удельного расхода и диаметра заряда 100

METALLURGIYA VA BOYITISH / ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ

Санакулов К.С., Самадов А.У. Исследования особенностей переработки отвальных шлаков медного производства 103
Атабаев Ф.Б., Искандарова М., Миронюк Н.А., Бегжанова Г.Б. Энергоэкономичные технологии переработки отходов обогащения вольфрамовых руд в промышленности строительных материалов 109
Самадов А.У. Управление технологическими процессами переработки техногенных отходов 116
Аликулов Ш.Ш. Способы интенсификации технологических процессов подземного выщелачивания урана из слабопроницаемых руд 121
Юсупходжаев А.А., Худояров С.Р., Валиев Х.Р., Рузиев З.Н. Анализ возможных путей подготовки железных руд Узбекистана к металлургическому переделу 124
Панков П.И., Панкова М.П. Перспективы добычи и переработки жильного кварца 127
Донияров Н.А., Асроров А.А., Саттаров Г.С., Петухов О.Ф. Исследование возможности получения кондиционных фосконцентратов из забалансовых фосфоритовых руд 128
Эрназаров М., Самадов А.У. Определение степени регенерации фтористого аммония 133

INNOVATSIYA / ИННОВАЦИЯ

Шукуров З.Ф. История развития GPS сети в Узбекистане и её роль в исследовании проблемы прогноза землетрясений на основе изучения деформации земной коры 136

TARIX / ИСТОРИЯ

Қаршиев Р.М. Аждодларимизнинг ҳарбий жанг санъати 140

YUBILEY / ЮБИЛЕЙ

НАСИРОВ У.Ф. *(к 50-летию со дня рождения)* 143
ҚУЛМАТОВ Р.А. *(таваллуд топганига 70-йил)* 144

MA'LUMOT / ИНФОРМАЦИЯ

КОНФЕРЕНЦИЯ 145
ТРЕБОВАНИЯ К ОФОРМЛЕНИЮ СТАТЕЙ 146

REKLAMA / РЕКЛАМА

На обложке:
«Normet international LTD»
«Amkodor - Tashkent»
«Atlas Copco»

УДК 622.765-52

© Санакулов К.С., Арустамян А.М. 2016 г.

АНАЛИЗ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ФЛОТАЦИИ МЕДНЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ АКБАСТАУ С ПОМОЩЬЮ МЕТОДОЛОГИИ ГАРМОНИЧЕСКОГО РАЗЛОЖЕНИЯ СЛУЧАЙНЫХ ФУНКЦИЙ

Санакулов К.С., генеральный директор НГМК, докт. техн. наук; **Арустамян А.М.**, главный инженер проекта АО «ГИПРОРИВС» (Россия)

Maqolada mis rudalarining flotatsiyasida texnologik ko`rsatkichlar tahlilining mavjud praktikasi tahlil qilinadi. Kompyuter texnologiyalari yordamida bajarilayotgan tahlillarning kamchiliklari muhokama qilinagan. Akbastau koni mis rudalari misolida flotatsiya jarayonining texnologik ko`rsatkichlari uchun chuqur statistik zamonaviy metodlar qo`llanilgan. Tasodifiy funksiyalarning garmonik parchalanishi yordamida Qarag`ayli boyitish fabrikasida qayta ishlanadigan shixta tarkibi aniqlangan. Flotatsiya jarayoniga salbiy ta'sir ko`rsatuvchi faktorlar aniqlangan.

Korxona ishlarini ob'yektiv baholashga imkon beradigan va maqsadga muvofiqlik va mavjud texnologiyalarni takomillashtirishning yo`nalishlari haqida yanada chuqur xulosalar qilish, kompyuter metodologiyasini effektiv qo`llash ko`rsatilgan.

Tayanch iboralar: *mis rudalari, flotatsiya, chuqur statistika metodlari, parametrsiz statistika, ko`pfaktorlik va obyekt chiziqsizligi, tasodifiy funksiyalarning garmonik parchalanishi, egri boyitmalar, mis tarkibining o`zgarishi va metall chiqishi.*

The article analyzes the current practice of the analysis of technological parameters for the flotation of copper ore. There were discussed disadvantages of the performed analyzes using computer technology. For example, copper ore deposits Akbastau analysis of technological parameters of the flotation process used modern methods in-depth statistics. There were identified in the structure of the processed charge Karagaily concentrator with the help of the harmonic decomposition of random functions. As well as identified factors that adversely affected at the flotation process.

The efficiency of the use of computer methodology to give an objective assessment of the enterprise and to make more profound conclusions on the feasibility and ways to improve the existing technology were showed.

Key words: *copper ore flotation methods in-depth statistics, nonparametric statistics, multifactorial and nonlinearity of the object, the harmonic expansion of random functions, washability curves, changes in the content of copper and metal recovery.*

В последнее время сильно возрастает значение информационного обеспечения самых разных технологий. Оно становится критическим фактором развития практически во всех областях знания, поэтому разработка и внедрение информационных систем является на сегодняшний день одной из самых актуальных задач. Однако, некоторые из важнейших участков флотационных технологий практически не используют возможности ЭВМ. Причины этого носят чрезвычайно сложный характер и постоянно дискутируются. Основные из них – недостаточно развитая техническая база, низкая компьютерная грамотность участников технологий. Большое значение имеет психологический аспект применения ЭВМ. Это серьезная причина, связанная с характером работы оператора технолога. Оператор технолог по существу является исследователем, и его работа носит творческий характер, однако он несет прямую ответственность за результат своей деятельности. Принимая решение по управлению процессом, он опирается на знания и опыт, свои собственные и коллег, являющихся для него авторитетом. Очень важно при этом обоснование решения, если оно подсказывается со стороны. Результат, подсказанный компьютерной программой работающей по алгоритму, созданной другим человеком как показывает практика, во многом лишает исследователя творческой инициативы. Навязанное таким образом решение, даже будучи достоверным, психологически подвергается серьезному сомнению. При решении задач в которых не представляется возможным учесть все реально имеющиеся условия, от которых зависит ответ, а можно лишь выделить приблизительный набор наиболее важных условий, ответ носит неточный, приблизительный характер, а алгоритм нахождения ответа не может быть выписан точно. Вопрос анализа технологических показателей действующей обогатительной фабрики может решаться с помощью современных компьютерных технологий. Благодаря таким системам, как STATISTICA открылся путь к новым технологиям обработки огромных массивов получаемых данных. Статистика позволяет компактно описать данные,

Таблица 1

Минеральный состав шихты

Минералы, группы минералов	Массовая доля, %
Кварц	50,0
Хлориты	10,0
Слюда	14,0
Плагиоклазы	2,1
Сульфаты (барит, гипс)	2,0
Карбонаты (сидерит, доломит)	0,7
Сульфиды: в т.ч.	18,6
Пирит	14,6
Халькопирит	2,9
Блеклая руда	0,3
Сфалерит	0,6
Ковеллин, борнит	0,2
Халькозин Галенит	Единичные знаки
Окисленные минералы меди, цинка	0,4
Гидроксиды железа (гетит, лимонит, гидрогематит)	0,5
Магнетит, гематит	Единичные знаки
Рутил, апатит, амфиболы, пироксены и другие	1,7
Итого:	100,0

понять их структуру, провести классификацию, увидеть закономерности в хаосе случайных явлений [1].

Важной составляющей информационного обеспечения мониторинга являются методы математической обработки информации, использующиеся в нём. Из-за сложности объекта исследования, простые методы описательных статистик, традиционно применяемых при флотационном обогащении (такие, как средние значения, дисперсия, корреляция, t- критерий Стьюдента и пр.) обычно оказываются недостаточно мощными для получения удовлетворительного результата. Бурный рост компьютерных технологий сегодня создал благоприятные предпосылки для широкой математизации и компьютеризации химической науки, что привело к становлению новой химической дисциплины – хемометрики [2-3], которая базируется на широком применении математических и статистических методов.

Попытки применения регрессионного анализа для описания флотационного процесса не всегда обоснованы. В монографии [4] подчеркивается ограниченность применения этого метода из-за несоблюдения ряда условий, которым должен отвечать массив исходных данных. К таким условиям относятся: значения аргументов должны быть заданы без погрешностей; на контролируемые факторы накладывается условие независимости друг относительно друга; наблюдаемые значения оцениваемой переменной должны быть некоррелированными с другими параметрами; исходные данные требуется подбирать, исходя из условия «типичности»; всем наблюдениям должна соответствовать одна и та же, хотя и неизвестная) дисперсия; требуется заранее известная корректная форма уравнения регрессии.

Эти условия практически не соблюдаются в медицине при рассмотрении взаимосвязей анализируемых статистических массивов. Формально низкое значение коэффициента корреляции, полученное при анализе всего исходного статистического массива, еще не означает отсутствие взаимосвязи между изучаемыми параметрами. Наоборот, из высоких значений коэффициентов корреляции еще не следует, что между ними действительно существует причинная связь. Нужна уверенность, что на исследуемые переменные не влияют другие переменные. Причина «ложной корреляции» может состоять в том, что имеется третья переменная, которая влияет на вычисленный коэффициент корреляции. Взаимосвязь может быть проявлена с помощью преобразования Фурье, когда общая дисперсия признака распределяется между отдельными гармониками [5]. Метод канонического разложения случайных функций применен нами при анализе технологических показателей флотации медных руд месторождения Акбастау.

Формирование статистического массива при выполнении анализа технологических показателей флотации медных руд месторождения Акбастау. В месторождении выделяются два типа руд: первичные сульфидные руды; смешанные руды.

К медно-цинковым, отнесены руды с содержанием цинка более 1 %. Руды не образуют самостоятельных тел с четкими геологическими границами, в связи с чем, селективная отработка их практически невозможна, что предопределяет сложность флотационного обогащения рассматриваемых руд. По данным института «ГОМС» в сформированной шихте проб в 2012 году в ней содержится 1,25 % Cu, 0,56 % Zn, 9,77 % Fe, 9,6 % S, 0,04 % Pb, 0,4 g/t Au, 11,6 g/t Ag, 61,7 % SiO_2, 8,7 % Al_2O_3. Минеральный состав шихты представлен в табл. 1.

Поверхность сульфидов частично окислена с образованием корок и пленок гидроксидов железа. Образование в пульпе соединений типа $[Fe(OH)]^+$ приводит к комплексообразованию применяемого ксантогената $[Fe(OH)X]X^-$ и снижению извлечения меди [6]. Околорудные изменения, связанные с развитием серицитизации и хлоритизации определяют целесообразность применения межцикловой песковой флотации. Переизмельченный серицит обладает еще большей самофлотируемостью, и снижает качество получаемых концентратов. Известна, также, повышенная флотируемость серицита в известковой среде [7].

Для анализа был сформирован часовой статистический массив данных за май-август 2015 года. Статистический массив включает 2822 наблюдения.

Статистические оценки исследуемых параметров представлены в табл. 2.

В таблицу дополнительно включены расчетные параметры:

- $\alpha Cu/\vartheta Cu$ – оценка обогатимости перерабатываемой шихты;
- $\alpha Fe/\alpha Cu$ – пиритный фактор исходной шихты.

Оценка степени пиритности руды по значениям содержания железа является возможной поскольку Fe в основном содержится в пирите и халькопирите;

- βFe/βCu – фактор фазового состава – оценка соотношения первичных и вторичных сульфидов меди, поскольку вторичные сульфиды Cu_2S, CuS не содержат железо, а в борните Cu_5FeS_4 железо содержится на уровне 11 %. Снижение значения параметра βFe/βCu означает уменьшение доли халькопирита по сравнению с вторичными сульфидами;

- αCu/αZn – полиметаллический фактор, значение которого снижается при увеличении доли медно-цинковых руд в перерабатываемой шихте;

- Me – сумма содержаний металлов Cu, Fe, Zn в концентрате (серицитовый фактор). Снижение значений параметра Me свидетельствует об усилении серицитовой составляющей в исходной шихте.

Таблица 2

Статистические оценки исследуемых параметров

Параметр	Условные обозначения	Среднее	Минимум	Максимум	Стд. откл.
Нагрузка на секцию, t/h	G	138	31	229	39
Содержание Cu в руде, %	αCu	1,81	0,77	3,08	0,39
Содержание Fe в руде, %	αFe	11,07	6,17	18,38	2,14
Содержание Zn в руде, %	αZn	0,95	0,39	3,54	0,47
Содержание Cu в хвостах, %	ϑCu	0,19	0,09	0,53	0,05
Содержание Fe в хвостах, %	ϑFe	7,43	2,46	15,93	2,50
Содержание Zn в хвостах, %	ϑZn	0,17	0,06	2,44	0,20
Содержание Cu в концентрате, %	βCu	10,22	2,90	19,90	3,22
Содержание Fe в концентрате, %	βFe	27,82	13,7	34,36	2,99
Содержание Zn в концентрате, %	βZn	4,93	1,2	17,60	1,89
Извлечение Cu, %	εCu	91,08	66,2	96,98	3,40
Отношение содержаний Cu и Zn в руде	αCu/αZn	2,29	0,399	6,12	1,04
Отношение содержаний Fe и Cu в руде	αFe/αCu	6,42	2,97	13,94	1,87
Отношение содержаний Fe и Cu в концентрате	βFe/βCu	3,12	1,17	10,13	1,39
Отношение содержания Cu в руде к содержанию Cu в хвостах	αCu/ϑCu	10,25	2,43	23,56	2,90
Сумма содержания Cu, Fe, Zn в концентрате, %	Me	42,96	18,8	53,33	3,91

Некоторые выводы можно сделать при традиционном расчете корреляционной матрицы. Обращает на себя внимание отсутствие связи между содержаниями Cu и Fe в руде (R=0,1). Отсутствие этой связи свидетельствует о взаимном замещении двух главных составляющих исходной шихты: изменение соотношения первичной сульфидной руды и смешанной разновидности.

Содержание цинка в руде статистически значимо коррелирует с содержанием меди (R=−0,45) и с содержанием железа (R=+0,40), в первом случае содержание цинка снижается при переработке медных руд, во втором случае развитие полиметаллического фактора сопровождается с усилением колчеданной составляющей. Усиление пиритности руды (αFe/αCu) сопровождается повышением в шихте содержания цинка (R=0,67).

Значимый коэффициент корреляции (R=0,43) между количеством перерабатываемой руды G и параметром βFe/βCu свидетельствует об увеличении содержания пирита в концентрате в результате более высокого выхода концентрата, что обусловлено отсутствием селективного фактора в реагентном режиме. При этом, естественно снижается и содержание меди в концентрате (R (G/βCu)=−0,43).

Сильная корреляция между содержанием цинка в руде и концентрате (R=0,66) также доказывает отсутствие селективного фактора в применяемой номенклатуре реагентного режима.

Потери меди в хвостах не связаны с содержанием металла в руде (R=0,09), что противоречит традиционным технологическим наблюдениям и, по-видимому, является следствием сильного влияния типа перерабатываемой руды.

Извлечение меди снижается с развитием полиметаллического фактора (R(αCu/αZn-εCu)=+0,48) и усилением пиритной составляющей (R(αFe/αCu-εCu)=−0,57). Эти факторы естественно отрицательно влияют на качество получаемых концентратов, соответственно R=0,64 и R=−0,58. При расчете корреляционной матрицы не обнаруживается взаимосвязь между извлечением меди и её содержанием в концентрате, что противоречит классическому представлению кривых обогатимости в координатах «ε – β».

Непараметрические характеристики параметров (табл. 3) по содержанию элементов в руде: αCu, αFe, αZn отражают отклонение распределений от нормального закона

$$\bar{X} \neq Me \neq Mo$$

и свидетельствуют о нестационарности месторождения

$$\bar{X} > X_g > X_b.$$

По содержанию цинка в руде вообще наблюдается мультимодальное распределение. Нестационарность месторождения подчеркивает также большие значения квартильного размаха.

Это одна из причин отнесения месторождения к классу труднообогатимых.

Левосторонняя асимметрия распределения содержания меди в руде и правосторонняя асимметрия распределения содержания цинка в руде свидетельствуют о том, что за рассматриваемый период наблюдений в перерабатываемой шихте преобладали первичные сульфидные руды над смешанной разновидностью.

При рассмотрении тренда извлечения меди за рассматриваемый период четко проявляется высокочастотная составляющая, описываемая косинусоидой с периодом 5 часов и амплитудой 4 % по извлечению

Таблица 3

Описательные статистики (Акбастау_эксп анализы.sta)

	Среднее, $\bar{X}$	Медиана, Me	Мода, Mo	Миним.	Макс.	25.000	75.000	Геометр. X_g	Гармон., X_h	Ст. откл.	Дисперс.	Ср. откл.	Квартиль	Асиммет.	Эксцесс
aCu	1,81	1,85	2,11	0,77	3,08	1,50	2,10	1,76	1,72	0,39	0,15	0,32	0,60	-0,10	-0,58
aFe	11,0	10,7	10,18	6,17	18,38	9,36	12,5	10,87	10,6	2,14	4,57	1,76	3,21	0,54	-0,26
aZn	0,95	0,85	состав	0,39	3,54	0,68	1,04	0,87	0,82	0,47	0,22	0,29	0,36	2,79	9,06

меди. Наблюдаемую картину можно объяснить только существующей конфигурацией технологической схемы, действующей на фабрике и включающей циркуляционные потоки пульпы.

Гармоническое разложение случайных функций $\alpha Cu = f(\tau)$, $\alpha Fe = f(\tau)$, $\alpha Zn = f(\tau)$ представлено на рис. 1.

Несмотря на отсутствие корреляции между αCu и αFe (R=0,1) основные гармоники по этим параметрам совпадают. Эту область гармонического разложения мы относим к прожилково-вкрапленным медным сульфидным рудам. В этой области не проявляется дисперсия по αZn. В более высокочастотной области проявляется вторая гармоника αCu, которая совпадает с основной гармоникой αZn, дисперсия которой обусловлена полиметаллическим фактором. Расщепление максимума основной гармоники при разложении случайной функции $\alpha Zn = f(\tau)$ связано с проявлением пиритного фактора, который усиливается на полиметаллических рудах и первичных медно-пиритных рудах. На более высокой частоте f = 0,0025 1/h наблюдается несколько повышенная спектральная плотность при разложении случайной функции $\alpha Zn = f(\tau)$, что связано с присутствием в шихте смешанных руд. Сделанная интерпретация перерабатываемой шихты по рис. 1 подтверждается разложением случайных функций $\alpha Cu = f(\tau)$, $\beta Cu = f(\tau)$, $\varepsilon Cu = f(\tau)$ и $G = f(\tau)$ (рис. 2).

Совпадение основных гармоник при гармоническом разложении случайных функций $\alpha Cu = f(\tau)$, $\beta Cu = f(\tau)$ и $G = f(\tau)$ характерно для переработки богатых прожилково-вкрапленных руд, особенно при вариации в них вторичных сульфидов меди. Присутствие основной гармоники при гармоническом разложении случайной функции $G = f(\tau)$ в этой же области объясняет большую спектральную плотность по $\beta Cu = f(\tau)$, обусловленную вариацией выхода концентрата. Не совпадение основных гармоник при гармоническом разложении случайных функций $\varepsilon Cu = f(\tau)$ и $\beta Cu = f(\tau)$ показывает более высокую стабильность процесса флотации при переработке богатых прожилково-вкрапленных руд. Расщепление максимума основной гармоники при разложении случайной функции $\varepsilon Cu = f(\tau)$ связано с проявлением пиритного фактора, который усиливается на полиметаллических рудах и первичных медно-пиритных рудах. Высокая спектральная плотность в этой области частот при гармоническом разложении случайной функции $\varepsilon Cu = f(\tau)$ свидетельствует о несовершенстве применяемого реагентного режима и необходимости совершенствования применяемой технологии. В более высокочастотной области f = 0,0035 1/h проявляется некоторое усиление спектральной плотности, что, по-видимому, обусловлено фактором действия оператора по управлению процессом. В области частот f = 0.002 1/h проявляется взаимосвязь между извлечением меди и содержанием металла в концентрате.

Проявление пиритного фактора в получаемых концентратах доказывается несовпадением основных гармоник при разложении случайных функций $\beta Fe = f(\tau)$ и $\beta Cu = f(\tau)$ (рис. 3). На этом же рисунке проявляется также фактор серицитизации по суммарному

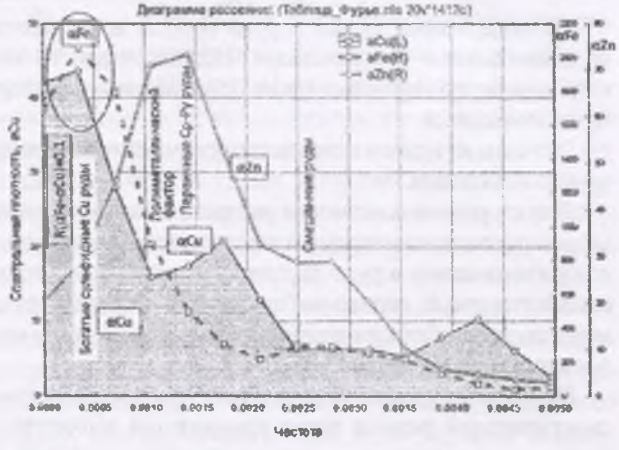


Рис. 1. Гармоническое разложение случайных функций $\alpha Cu = f(\tau)$, $\alpha Fe = f(\tau)$, $\alpha Zn = f(\tau)$.

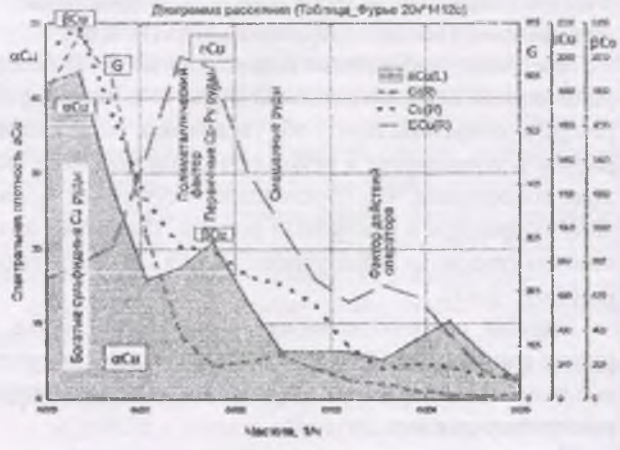


Рис. 2. Гармоническое разложение случайных функций $\alpha Cu = f(\tau)$, $\beta Cu = f(\tau)$, $\varepsilon Cu = f(\tau)$ и $G = f(\tau)$.

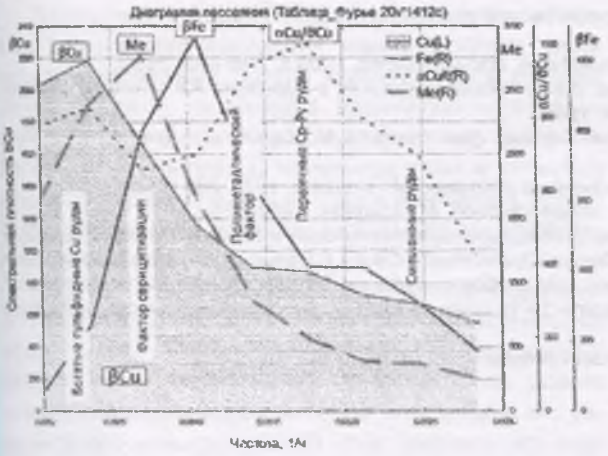


Рис. 3. Гармоническое разложение случайных функций βFe = f(τ), βCu = f(τ), αCu/νCu = f(τ) и Me = f(τ).

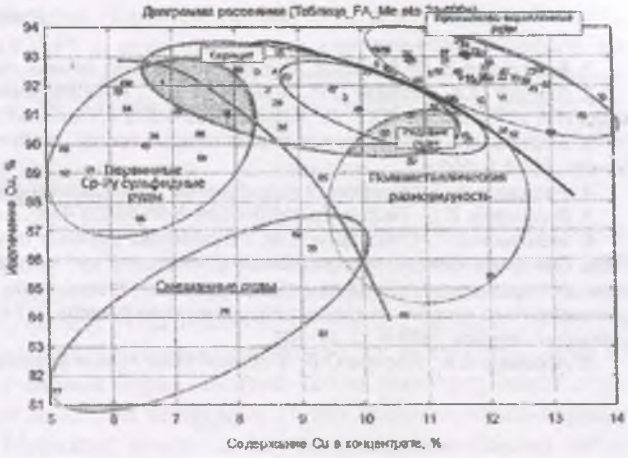


Рис. 5. Кривые обогатимости, обусловленные типом перерабатываемой рудной массы.

содержанию металлов в медном концентрате Me = f (τ). Дисперсия параметра Me естественно обуславливает вариацию содержания в концентрате меди и пирита. Разложении случайной функции αCu/νCu = f(τ), представленное также на этом рисунке, позволяет сделать важный вывод о влиянии всех факторов в перерабатываемой руде на глубину обогащения αCu/νCu поступающей в процесс шихты.

Влияние пиритного фактора αFe/αCu в исходной шихте проявляется на всех подтипах перерабатываемой шихты, за исключением прожилково-вкрапленной разновидности (рис. 4). На рис. 4 представлено гармоническое разложение случайных функций βFe = f(τ), νCu = f(τ), αFe/αCu = f(τ) и αZn = f(τ). Высокая спектральная плотность при разложении случайной функции νCu = f(τ) наблюдается почти на всем диапазоне рассматриваемых частот.

По результатам выполненного спектрального анализа на рис. 5 построены кривые обогатимости «εCu-βCu» с учетом выделенных кластеров при нейросетевом моделировании Кохонена и факторного анализа. Показано, что на прожилково-вкрапленных медных рудах достигаются лучшие технологические показатели. Снижение технологических показателей наблюдается при усилении в перерабатываемой шихте полиметаллического фактора. При переработке руд, в которых проявляется фактор серицитизации достигается высокое извлечение меди, но резко снижается качество концентрата. Пиритный фактор при переработке халькопирит-пиритных сульфидных медных руд также негативно сказывается на технологических показателях. Наихудшие технологические результаты отмечаются при переработке смешанных руд. При этом, одной из причин снижения технологических показателей является присутствие в шихте окисленных форм медных минералов. Под кластером, обозначенном как «рядовые руды» рассматриваются наблюдения, которые расположены в центре многофакторного пространства.

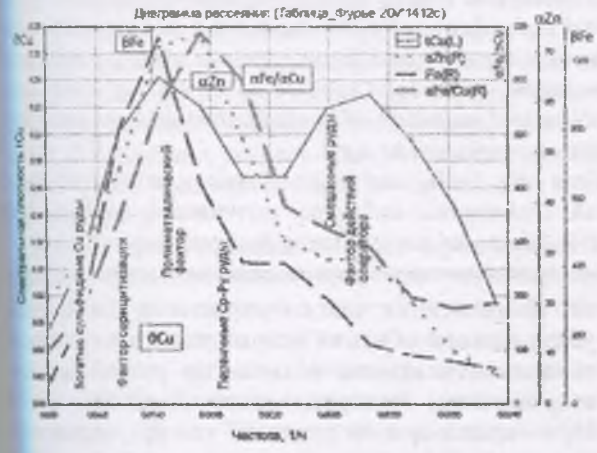


Рис. 4. Гармоническое разложение случайных функций βFe = f(τ), αZn = f(τ), νCu = f(τ) и αFe/αCu = f(τ).

С помощью методов углубленной статистики обоснована нестационарность медного месторождения Акбастау, что обуславливает трудную обогатимость этих руд. Примененный метод гармонического разложения случайных функций позволил выявить технологическую структуру перерабатываемой шихты на Карагайлинской обогатительной фабрике. Определены неблагоприятные факторы, влияющие на процесс флотации, к которым относятся полиметаллическая и пиритная составляющие перерабатываемой шихты. Доказано отрицательное влияние серицитового фактора, который обуславливает направление реконструкции технологической схемы с включением в неё контура межцикловой флотации. Развитие фактора серицитизации вызывает также необходимость разработки безизвестковой технологии. Наличие в руде гидроксоокисных соединений железа и развитие процессов электрохимической коррозии также требует совершенствования существующей технологии с целью достижения более высоких технологических показателей при переработке медных руд месторождения Акбастау.

Библиографический список

1. Боровиков В. П. Statistica. Искусство анализа данных на компьютере. Изд-во: Питер, 2003 г. 2-ое изд., 688 с.
2. Шараф М.А., Иллмэн Д.Л., Ковальски Б.Р., Хемометрика. Пер. с англ. Мариничева А.Н. и Чарыкова А.К.; под ред. Ибрагимова И.А. и Чарыкова А.К. - Л.: Химия. 1989 – 272 с. Пер. изд.: США, 1986.
3. Марьянов Б.М. Избранные главы хемометрики: Учеб. пособие для хим. фак. Вузов / Б.М. Марьянов. – Томск: Изд-во Том. Ун-та. 2004. – 166 с.
4. Резников А.П. Обработка накопленной информации в затрудненных условиях. М.: «Наука». 1976. 236 с.
5. Вентцель Е.С. Теория вероятностей /Издание четвертое. стереотипное. М.: «Наука». 1969. 576 с.
6. Машевский Г.Н., Кокорин А.М. Разработка научных основ совершенствования технологии и создания алгоритмической базы для компьютерного управления флотацией руд месторождения «Эрдэнэтийн Овоо» с целью улучшения рентабельности производства / Новые решения в технике, технологии добычи, переработки руды на СП «Эрдэнэт». (Сборник докладов расширенного заседания Научно-технического совета СП «Эрдэнэт» 18-19 июня 1998 г.). 7. Типография Компании «Эрдэнэт концерн», ноябрь 1998 г. С. 87-101.
8. Абрамов А.А., Леонов С.Б., Сорокин М.М. Химия флотационных систем. – М.: Недра. 1982. – 312 с.

УДК 622.342:622.235.5(043.3)

© Снитка Н.П., Насыров У.Ф., Умаров Ф.Я , Очилов Ш.А. 2016 г.

АНАЛИЗ ТЕОРИИ И ПРАКТИКИ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОТКРЫТЫМИ ГОРНЫМИ РАБОТАМИ

Снитка Н.П., главный инженер НГМК; **Насыров У.Ф.**, заведующий кафедрой «Горное дело» ТашГТУ, докт. техн. наук; **Умаров Ф.Я.**, декан факультета «Инженерной геологии и горного дела» ТашГТУ, докт. техн. наук; **Очилов Ш.А.**, ассистент кафедры «Горное дело» ТашГТУ

Maqolada ochiq kon ishlari bilan konni qazish amaliyoti nazariyasi keltirilgan. Tahlillar shuni ko`rsatdiki, chuqur konlarning rivojlanishi kon-transport ishlarining sikli-uzluksiz texnologiyasini faol joriy qilishni ko`zda tutadi. Bunda, samaradorlik raqiblik layoqatini oshiruvchi va qo`llanish sohasini kengaytiruvchi jadal texnik va texnologik yechimga asoslanadi. Ishlab chiqarish quvvatining va karyer chuqurligining oshishi atrof muhitga konsentratsiyalangan texnogen ta'sirni keltirib chiqaradi. Ta'sir kon ishlarining olib borilishi va ishlab chiqarish chiqindilarining yig`ilishi oqibatida yer yuzasining buzilishi, karyerlarning chang gaz chiqidilari bilan yerning geokimyoviy ifloslanishi, karyer hududidagi kiritilgan gidrogeologik rejimning buzilishi oqibatida yig`ilib boradi.

Tayanch iboralar: *konni qazish, ochiq kon ishlari, chuqur karyerlar, sikli-uzluksiz texnologiya, kon - transport ishlari, qo`llanilish sohasi, ishlab chiqarish quvvati, karyer chuqurligi, texnogen ta'sir, atrof muhit, yer yuzasi, ishlab chiqarish chiqindilarini joylash, geokimyeviy ifloslanish, chang gazli chiqindi, gidrogeologik rejim.*

Theories of the mining practice by open mining operations are provided in article. The analysis shows that development of deep pits assumes the fissile introduction of cyclic and line technology of mining-transport works which effectiveness is based on the progressive technical and technology solutions increasing its competitiveness and expanding the field of its application. Increase in production capacity and depth of pits leads to concentrated technogenic environmental impact. Influence consists of violation of the land surface as a result of conducting mining operations and warehousing of waste products, geochemical pollution of lands by dust and gas emissions of the pits, violations of the hydrogeological mode in the territory, adjacent to a pit.

Key words: *development of the pits, open pit mining, deep pits, cyclic and line technology, mining-transport works, range of application, production capacity, pit depth, technogenic influence, surrounding medium, land surface, warehousing of waste products, geochemical pollution, dust and gas emission, hydrogeological mode.*

Рост глубины открытых горных работ сопровождается ухудшением технико-экономических показателей добычи минерального сырья, главным образом, в результате значительного увеличения коэффициента вскрыши и повышения транспортных затрат. При этом производственная мощность карьеров по горной массе, как правило, возрастает. Компенсация такого ухудшения достигается уменьшением объемов вскрышных работ, а также совершенствованием технологии разработки месторождений, подкрепленным созданием новой горно-транспортной техники, что предопределяет основные тенденции в развитии глубоких карьеров.

Уменьшение объемов вскрышных работ достигается в результате изменения конструктивных параметров капитальных бортов карьера, углов наклона рабочих бортов, оставления временных целиков с перенесением части объемов вскрышных работ на более поздние периоды, изменения схем и способов вскрытия горизонтов и т.п. Такие изменения предусматриваются, как правило, уже на стадии проектирования карьера.

Известно, что параметры борта карьера в предельном положении оказывают существенное влияние на объем выработанного пространства, а современные технологии проектирования позволяют на основе точных математических методов определить его рациональную конструкцию. В этом направлении изыскания ведутся как по пути увеличения генерального угла наклона, так и по пути совершенствования профиля борта.

Увеличение углов наклона капитальных бортов карьера – один из наиболее радикальных путей сокращения объемов вскрыши и затрат на разработку месторождений глубокими карьерами. При этом затраты, связанные с увеличением этих углов, следует рассматривать как инвестиции в развитие горного предприятия с высоким индексом внутренней доходности проекта.

Существующие методы расчетов устойчивости бортов карьера базируются главным образом, на положениях механики грунтов [1] и в свое время были разработаны для относительно неглубоких карьеров, борта которых сложены рыхлыми или непрочными осадочными породами. Применение этих методов для расчета скальных пород ведет к занижению углов наклона борта, поскольку в расчетах не учитываются специфические особенности скальных массивов. В результате, борта большинства глубоких карьеров обладают излишним запасом прочности [1, 2]. Положение усугубляется тем, что в практике проектирования карьеров широко применяется прием, когда неизбежный в горном деле риск стремятся исключить полностью за счет введения в расчеты зачастую малообоснованных коэффициентов запаса устойчивости. В результате, нерабочие борта карьеров в СНГ намного положе, чем в аналогичных условиях на карьерах «дальнего» зарубежья, где предпочитают укреплять или даже ликвидировать последствия обрушений отдельных уступов или группы уступов, но не уменьшать угол откоса борта на предельном контуре карьера.

В то же время практика ведения горных работ в скальных массивах показывает, что устойчивость уступов и бортов высотой в десятки и сотни метров сохраняется в течение многих лет даже при вертикальных углах откосов. Например, борт карьера Flintkote Mine (Канада), сложенный гранитами, отстроен под углом 70°, а карьера Cleveland Cliffs (США) при высоте 120 m – под углом 80°. На карьере Westfrob Mine (Канада) глубиной 244 m общий угол наклона борта составляет 55°, а на карьере Palabora (ЮАР) с использованием вертикальных откосов на уступах высотой 30 m отстроен борт с углом наклона до 58°. На карьере Sandsloot (ЮАР) борт высотой 300 m отстроен с углом откоса 58°, а на карьере Aitik (Швеция) при достаточно сложных горно-геологических условиях - 51° [3, 4].

Примеры строительства крутых бортов карьеров имеются и в практике открытых горных работ на территории СНГ. Так, в нижней части карьера Айхал (Россия) углы откосов бортов составляют 70÷80°, а на карьере Целиноградского ГХК (Казахстан) один из участков борта высотой 120 m был отстроен под углом 55°. За последние 10 лет существования карьера Мурунтау комплекс научно-исследовательских работ позволил обосновать возможность увеличения углов наклона борта по сравнению с первоначальным проектом (28,32°) в среднем на 3,6°, что привело к уменьшению объемов вскрыши на 300 млн m^3.

При увеличении глубины открытых разработок все более актуальным становится вопрос определения рационального профиля нерабочего борта карьера [5], что является еще одним направлением сокращения объемов вскрышных работ. В частности, при глубине карьера Мурунтау H=430 m замена прямолинейного профиля борта на равномерно-выпуклый профиль дает уменьшение вскрышных работ на ~15,0 млн m^3 на 1,0 km протяженности его периметра [6].

Исследованиями [7] установлено, что с точки зрения устойчивости борт глубокого карьера должен иметь профиль, на контуре которого разрывные напряжения равны нулю. Этому условию отвечает профиль борта в виде циссоиды, когда угол наклона борта увеличивается по мере увеличения глубины карьера.

Расчеты, выполненные для карьера Коашвинским (ПО «Апатит»), показали, что при высоте борта H=430 m, угле прямолинейного откоса b = 41,5° и коэффициенте запаса устойчивости k = 1,6 разность объемов вскрышных работ при отстройке вместо прямолинейного циссоидального профиля откоса на 1 km протяженности борта составляет 32,26 млн m^3 [8]. Проектирование карьера «Юбилейный» (АК «АЛРОСА») показало, что для борта, имеющего форму циссоиды, снижение объема вскрышных работ по сравнению с первоначальным проектом составляет 175 млн m^3 (40 %) [9].

Таким образом, циссоидальный профиль борта карьера обеспечивает сокращение объемов горных работ, а также наибольшую устойчивость уступов, поскольку его контур максимально разгружен от напряжений. Следствием такого решения является уменьшение нарушений геологической среды и повышение безопасности горных работ. Такое решение позволяет увеличить угол наклона борта в его нижней части до 50,60° без потери устойчивости на больших глубинах.

В последние 4-5 лет в практику проектирования и строительства карьеров на крутопадающих месторо-

ждениях Казахстана активно внедряется технология горных работ по методу Р.Б. Юна [10].

Сущность метода Р.Б. Юна заключается в том, что с целью сокращения объемов вскрышных работ связанных с формированием транспортных берм в карьере, транспортные съезды размещают в подземных выработках, с которыми каждый горизонт карьера соединяют транспортной сбойкой. Кроме того, при благоприятных геомеханических условиях борт карьера в предельном положении отстраивают из уступов с вертикальными или близкими к вертикальным откосами.

Классическим примером применения метода Р.Б. Юна может служить карьер «Спасский», который с 1998 г. перешел на новую технологию разработки. По проекту 1998 г. карьер имел глубину 160 m и средний коэффициент вскрыши 4,4 m^3/t. По новому проекту глубина карьера увеличилась на 45 m, а в отработку дополнительно вовлекаются 240 тыс. t руды. При этом объем вскрыши снижается на 2,1 млн m^3, а коэффициент вскрыши - до 1,8 m^3/t.

В области совершенствования технологии открытой разработки усилия направлены, главным образом, на создание технологических схем ведения горно-транспортных работ, основанных на принципах эффективного сочетания технологических процессов горного производства и соответствующего этим процессам оборудования. Естественно, что в этом случае для каждого типа оборудования стремятся определить область экономически целесообразного применения, а при его комбинации - создать условия для совместной, благоприятной работы.

В настоящее время общепризнанно, что реально обеспечить эффективную отработку месторождений глубокими карьерами можно только на основе цикличо-поточной технологии (ЦПТ), представляющей собой комбинацию цикличных (выемочно-погрузочные работы на основе горно-транспортной техники цикличного действия) и поточных (транспортные и отвальные работы на основе техники непрерывного действия) процессов горного производства. Поэтому ее внедрение следует считать одним из основных направлений научно-технического прогресса в карьерах большой производительности [9, 11, 12]. Этот вывод подтверждается исследованиями ИГД УрО РАН, ИГТМ НАН Украины, Горного института КФ РАН, ДФ ВНИПИрудмаш, проектными институтами Гипроруда, Южгипроруда, Кривбасспроект, Уралгипроруда, ВНИПИпромтехнологии, а также практикой работы ряда горно-добывающих предприятий [4, 6, 13-18].

На территории СНГ в промышленных масштабах ЦПТ применяется на Оленегорском, Стойленском, Качканарском, Ковдорском ГОКах, Ингульском ГОКе, ЮГОКе, СевГОКе, Центральном, Полтавском, Ново-Криворожском ГОКах, Навоийском ГМК и других. На зарубежных карьерах цикличо-поточная технология наибольшее распространение получила в США, Канаде, Чили, Австралии, ЮАР [12, 19-21].

Однако анализ работы железорудных карьеров свидетельствует о том, что на карьерах России и Украины возможности комплексов ЦПТ полностью реализовать не удалось, а их производительность редко превышает 60 % от проектного значения. Одной из основных причин такой ситуации является стационарность дробильно-конвейерных комплексов, использование которых не соответствует динамике развития рабочей зоны глубоких карьеров, характеризующейся высокими темпами понижения горных работ (7-15 m/год и более) и их перемещения в плане, а также наличие «жесткой» связи между цикличным и поточным звеньями.

При этом на основе оборудования цикличного и поточного действия формируются транспортно-перегрузочные комплексы, развитие которых идет по пути создания мобильных высокопроизводительных дробильно-перегрузочных пунктов (ДПП) и крутонаклонных конвейеров (КНК), что обеспечивает наиболее полную реализацию технологических возможностей ЦПТ. Поэтому ориентация на мобильную технику в составе комплексов ЦПТ в глубоких карьерах, динамичность развития рабочей зоны которых вступает в противоречие с высокой инерционностью цикличо-поточной технологии на основе стационарного оборудования, сегодня альтернативы не имеет.

Как показала практика работы карьеров, недостаточная эффективность работы ЦПТ связана в отдельных случаях с выбором нерациональных схем вскрытия, неполной загрузкой оборудования, несвоевременностью перехода на ЦПТ, выполнением больших объемов горно-капитальных работ при проходке крутых траншей и разносе борта карьера для размещения дробильно-перегрузочных комплексов. Проблема модернизации (реконструкции) карьеров при внедрении ЦПТ, таким образом, связана с выбором способа схем вскрытия, созданием условий для загрузки поточного звена транспортной схемы, своевременной и заблаговременной, исходя из продолжительности времени строительства, подготовкой к эксплуатации поточной составляющей ЦПТ (проходка наклонной траншеи, монтаж, наладка и время выхода на проектную производительность конвейерных линий). Это означает, что транспортная система будет эффективной, если она отвечает перечисленным выше условиям. Совершенно очевидно, что в этих условиях особенно актуальной становится проблема выбора вида транспорта и схемы вскрытия глубоких горизонтов на основе применения крутонаклонных конвейеров (КНК), позволяющих существенно повысить эффективность ЦПТ [9, 12, 22-26].

Таким образом, выполненный анализ показывает, что развитие глубоких карьеров предполагает активное внедрение цикличо-поточной технологии горно-транспортных работ, эффективность которой базируется на следующих прогрессивных технических и технологических решениях, повы-

шающих ее конкурентоспособность и расширяющих область ее применения:

- применение в карьерах передвижных дробильно-перегрузочных пунктов модульного типа, максимально адаптированных к внутрикарьерной инфраструктуре. Такие ДПП сооружаются на временно нерабочих участках борта карьера, работа на которых возобновляется по мере перемещения рабочей зоны на нижележащие горизонты карьера. Возможность быстрого переноса дробильно-перегрузочных пунктов в этом случае позволяет рационально использовать сборочный автомобильный транспорт и повышает гибкость систем с циклично-поточной технологией;

- использование крутонаклонных конвейеров для подъема горной массы из карьера, что снижает расстояние транспортирования горной массы. Конвейерные подъемники располагаются на постоянном или поставленном на долговременную консервацию борту карьера. Связь конвейерного подъемника с дробильно-перегрузочным пунктом целесообразно осуществлять с помощью временных передаточных конвейеров;

- траншейное (размещение конвейеров в траншеях и полутраншеях) и бестраншейное (размещение конвейеров в подземных выработках и на опорах) вскрытие концентрационных горизонтов с размещением дробильно-перегрузочных пунктов на временных целиках. Причем бестраншейное вскрытие с использованием опор, которые устанавливаются на предохранительных бермах борта и служат для размещения конвейерного става над откосом борта, заслуживает самого пристального внимания.

В настоящее время в глубоких карьерах «дальнего» зарубежья широкое распространение получили следующие виды транспорта:

- автомобильный транспорт в карьерах глубиной до 150-200 m с использованием автосамосвалов грузоподъемностью до 317 t;

- автомобильно-конвейерный транспорт для перевозки руды и вскрышных пород в карьерах различной глубины и производительности на всех стадиях существования карьера;

- автомобильно-конвейерно-железнодорожный транспорт на карьерах США (Лавендер, Резерв Майнинг, Эвелет, Батлер Токонайт), Канады (Шефервилл) Бразилии (Каражас, Агуас Кларас), Австралии (Хамерли, Броуки Хилл) с применением без экскаваторных складов для погрузки горной массы в железнодорожные составы, находящиеся в подземных тоннелях под складом;

- автомобильный транспорт - рудоспуск – дробилка - конвейер или автомобильный транспорт - рудоспуск - подземный железнодорожный транспорт в рудных карьерах Швеции, Канады, Мексики, США;

- автомобильный транспорт – скиповой подъем - железнодорожный транспорт или автомобильный транспорт – скиповой подъем - автомобильный транспорт в карьерах с ограниченными в плане размерами при глубине 100-200 m и производительностью 8-10 млн t. руды в год. При глубине карьеров 300 m и более подобные схемы оказываются неэффективными и требуется переход на автомобильно-конвейерный или автомобильно-конвейерно-железнодорожный транспорт.

Процесс формирования транспортных систем карьеров «дальнего» зарубежья имеет следующие особенности:

- обилие типоразмеров автомобильного, скреперного, конвейерного и скипового оборудования позволяет закладывать в проекты оборудование, параметры которого близки к оптимальным значениям;

- транспортные системы карьеров на протяжении всего срока их существования не подвергаются коренным изменениям. Такие изменения предусматривают либо замену транспортного оборудования на более мощное и производительное, либо введение дополнительного звена (конвейерного, железнодорожного или скипового).

Сравнение результатов отечественного и зарубежного опыта дает возможность установить общие тенденции в развитии формирования транспортных систем глубоких карьеров: широкое применение автомобильного транспорта на различных стадиях разработки карьеров, а также переход в большинстве карьеров на комбинированные виды транспорта.

Увеличение производственной мощности и глубины карьеров приводит к концентрированному техногенному воздействию на окружающую среду, в результате чего ухудшается состояние среды обитания человека. Такое воздействие складывается из нарушения земной поверхности в результате ведения горных работ и складирования отходов производства, геохимического загрязнения земель пылегазовыми выбросами карьеров, нарушения гидрогеологического режима на прилегающей к карьеру территории и т.п. В то же время анализ теории и практики строительства глубоких карьеров показывает, что при совершенствовании технологии и техники открытых горных работ одновременно с улучшением технико-экономических показателей добычи неизбежно уменьшение экологического ущерба окружающей среде. Эта тенденция прослеживается практически по всем процессам горного производства.

Буровые работы. Развиваются по пути совершенствования станков шарошечного и пневмоударного бурения с подавлением пыли водой или ее улавливанием с помощью циклонных установок.

Взрывные работы. Взрывные работы наиболее широко используются для подготовки пород к выемке благодаря технологичности и возможности быстрого дробления до необходимой степени значительного объема скальных горных пород. Они характеризуются следующими обобщенными показателями:

- полезная работа взрыва менее 1-2 % потенциальной энергии заряда ВВ;

- потери минеральных ресурсов в результате снижения качественных характеристик ниже экономиче-

ски и технологически допустимых кондиций, в отдельных случаях, достигают 70 %;

- при массовых взрывах на высоту до 150-200 m выбрасывается 40-50 тыс. m^3 газов и 150-200 t пыли, которые рассеиваются на расстоянии около 15 km.

С учетом этого взрывные работы совершенствуются по пути увеличения доли полезной работы взрыва, сокращения потерь минерального сырья и уменьшения пылегазовых выбросов. Для этого по данным автора работ [27]:

- интенсивно внедряются дешевые и безопасные в применении эмульсионные ВВ, использование которых позволяет регулировать энергию скважинных зарядов и уменьшает выбросы газов в атмосферу карьеров,

- взрывные работы ведутся в «зажатой» среде, что уменьшает деформацию массива при взрыве и выбросы газов в атмосферу карьера,

- взрывные работы ведутся малым количеством ВВ, что значительно сокращает объем единичного пылегазового облака, высоту его подъема и расстояние распространения;

- применяется забойка скважинных зарядов на жидкостной основе, что уменьшает пылегазовые выбросы и их распространение по прилегающей территории;

- увеличивается высота взрываемых уступов, что уменьшает выбросы пыли и газов в атмосферу карьера при повышении степени полезного использования энергии заряда ВВ.

Таким образом, при ведении взрывных работ следует ориентироваться на применение простейших ВВ собственного приготовления, характеризующихся низкой стоимостью, высоким уровнем безопасности и уменьшенным воздействием на окружающую среду.

Выемочно-погрузочные работы. При разработке скальных массивов горных пород еще долгое время основной выемочно-погрузочной машиной будет экскаватор типа «механическая лопата» с тросовым или гидравлическим приводом рабочего органа, а также ковшовые погрузчики фронтального действия. Причем, в глубоких карьерах с динамично развивающейся рабочей зоной, крутыми откосами бортов и дефицитом полезного рабочего пространства предпочтение, по-видимому, следует отдавать мобильным выемочно-погрузочным машинам с автономным энергообеспечением (фронтальные погрузчики, гидравлические экскаваторы с двигателем внутреннего сгорания и т.п.).

При выборе типа экскаватора следует учитывать тот факт, что при одинаковой вместимости ковша, высота забоя для тросового экскаватора в 1,3-1,4 раза выше, чем для гидравлического экскаватора, что связано с особенностями конструкции их рабочих органов. Не следует забывать также о том, что от линейных размеров экскаватора зависят не только высота разрабатываемого уступа и производительность оборудования, но и уровень селективности разработки забоев, влияющий на потери и разубоживание полезного ископаемого. Последний аргумент весьма важен при разработке месторождений сложного строения.

Совершенствование выемочно-погрузочных работ в той или иной степени направлено на уменьшение жесткой зависимости параметров оборудования от высоты отрабатываемого уступа и сокращение потребляемых ресурсов при его эксплуатации. В первом случае развитие идет по пути создания фрезерных машин, способных разрабатывать породы без предварительного рыхления каким-либо способом, а во втором – по пути создания техники непрерывного действия, способной разрабатывать взорванные скальные породы [28, 29].

Таким образом, какого-либо существенного изменения технологии и техники выемочно-погрузочных работ в глубоких карьерах не предвидится, а ориентироваться следует главным образом на традиционное выемочно-погрузочное оборудование – экскаваторы цикличного действия «механическая лопата» и ковшовые погрузчики фронтального действия.

Транспортирование горных пород. Главным направлением совершенствования процесса перемещения (транспортирования) горных пород и полезного ископаемого является изыскание технологических решений, обеспечивающих сокращение расстояния транспортирования и энергетических затрат на его осуществление. В этой связи следует ориентироваться на переход от цикличной к циклично-поточной технологии, которая сегодня рассматривается в качестве наиболее перспективной технологии глубоких карьеров. При этом не должны быть упущены вопросы:

- выбора конструктивного исполнения конвейеров, что влияет на область их применения (транспортирование пород с углом наклона до или более 15-18°), расстояние транспортирования, капитальные затраты, себестоимость и энергетические показатели транспортирования;

- сопряжения цикличного и поточного звеньев, что существенно влияет на производительность комплексов ЦПТ;

- минимизации размеров рабочих площадок под перегрузочными пунктами, что влияет на размеры временных целиков;

- выбора типа перегрузочного пункта (модульный переносной, самоходный, стационарный и т.п.), что определяет трудоемкость его перемещения на новое место работы и продолжительность существования временного целика;

- вскрытия новых горизонтов (траншейное, подземными выработками, межуступными перегружателями и т.п.), что определяет объемы горно-подготовительных работ.

Возможны и другие технические решения по совершенствованию процесса транспортирования в глубоких карьерах, например, применение в составе комплексов ЦПТ рудо- и породоскатов. В то же время, относительно новым направлением в создании оборудования комплексов ЦПТ для глубоких карье-

ров можно считать крутонаклонные конвейеры, а также модульные межуступные перегружатели и дробильно-перегрузочные пункты, легко перемещаемые с места на место и требующие минимума строительных и горно-подготовительных работ [16].

Отвалообразование. Под этим процессом понимается процесс создания техногенных горных массивов, эффективность которого оценивается степенью использования отвальных площадей, а также уровнем энергетических затрат на размещение пород в отвалах. Первая задача решается доведением вместимости отвала до потенциально возможного значения, определенного для наиболее устойчивых участков основания, а вторая – разгрузкой автосамосвалов «под откос» при автомобильном транспорте и управляемым сдвижением пород при конвейерном транспорте.

Количество пород в отвалах характеризует уровень использования минерального сырья, извлеченного из недр при добыче кондиционного полезного ископаемого. Известно, что в отвалы направляется пустая порода, некондиционное полезное ископаемое, а также попадает часть балансовых запасов, качественные характеристики которых снижены в результате засорения породой и некондиционным сырьем в процессе разработки. Поскольку с течением времени для каждого горно-перерабатывающего предприятия наступает момент, когда некондиционное полезное ископаемое вовлекается в переработку, то отвалы с таким сырьем, являясь техногенными месторождениями, становятся объектами горных разработок. Следовательно, такие отвалы должны формироваться с учетом их разработки в будущем [30].

Вместе с тем, анализ предшествующего опыта показывает, что традиционные пути отвалообразования не могут обеспечить получение качественно новых решений, существенно сокращающих расстояние перевозки и размеры занимаемых отвалами площадей. Появление таких решений сегодня имеет существенное значение еще и потому, что основная часть уложенных на земной поверхности пород вообще не предусматривается к использованию. Поэтому отвалы будут оказывать негативное воздействие на окружающую среду неопределенно продолжительное время. С этой точки зрения самого пристального внимания заслуживает предложение использовать для размещения отвалов выработанное пространство карьеров, что широко используется при разработке пластовых месторождений. При разработке крутопадающих месторождений эта идея находится в стадии научных исследований и проектных проработок [13, 31]. Однако уже сегодня можно сделать вывод о том, что такая технология имеет реальные перспективы на реализацию. Для этого должны быть определены условия перехода на внутреннее отвалообразование, а выработанное пространство и рабочая зона карьера – заранее подготовлены к размещению отвалов с корректировкой при необходимости режима и направлений ведения горных работ.

Разделение на зоны в явном или неявном виде имеет место во всех карьерах. Так, например, практически всегда выделяют зоны вскрышных и добычных работ. В карьере Мурунтау такое разделение осуществлялось по потребительским свойствам горной массы, а карьер делили на рудную, рудно-породную и породную зоны с разной технологией буровых, взрывных, выемочно-погрузочных, транспортных и складских работ. Однако изменяющиеся по мере увеличения глубины разработки горнотехнические условия неизбежно приводят в действие механизм разделения карьера на зоны по иным признакам. Например, вскрывающие выработки, положение которых выбрано с учетом рационализации транспортных работ, могут так разделить рабочее пространство карьера на зоны, что существенно изменится режим горных работ. Такое спонтанное разделение карьера на зоны в ряде случаев служит сдерживающим фактором при ведении горных работ в заданных направлениях. Отсюда следует вывод о том, что разделение карьера на зоны должно быть целенаправленным, а их формированием и развитием следует управлять. При этом управляемость такого процесса предполагает создание иерархически организованной системы природно-технологических зон, в которой карьер является верхним, а экскаваторный забой нижним иерархическим уровнем с характерными размерами, объемами горных работ, задачами и методами управления.

Таким образом, идея такого управления заключается в том, что рабочее пространство карьера делится на взаимосвязанные общей задачей автономно работающие природно-технологические зоны с цикличным изменением функциональной значимости (ролевой функции), иерархически организованным внутренним делением на выемочные блоки и управлением скоростью понижения горных работ минимизацией параметров выемочных блоков и максимизацией углов наклона рабочих бортов.

При всем многообразии горнотехнических условий и особенностей ведения горных работ в карьерах можно выделить общие признаки, по которым их рабочая зона делится на природно-технологические зоны. К числу таких признаков относятся:

- пространственное положение зоны;
- граничные элементы зоны;
- потребительские свойства горной массы;
- технология работ;
- функциональное назначение (целевая функция);
- способ вскрытия;
- параметры грузопотоков и их возможность объединения с грузопотоками других зон карьера.

Функциональное назначение природно-технологической зоны может усиливаться или ослабляться той ролью, которая отводится этой зоне в решении общей задачи карьера. Именно этой ролью определяются приоритеты в комплектовании зоны погрузочно-транспортным оборудованием, материальными и трудовыми ресурсами. Следовательно,

Рис. 1. Схема разделения рабочей зоны карьера Мурунтау на активную и пассивную части: 1 –нерабочий борт карьера; 2 –временный целик; 3 – основная рабочая зона; 4 –«Северный борт».

природно-технологические зоны карьера должны быть ранжированы по значимости. Такая расстановка приоритетов не только существенно упрощает, но и значительно повышает эффективность управления горными работами.

Анализ ведения горных работ в карьере Мурунтау показывает, что по мере его развития рабочая зона разделилась на активную и пассивную части. При этом в активной части рабочей зоны ведутся, а в неактивной части – практически не ведутся горные работы. Главными ограничивающими элементами активной части рабочей зоны являются Северный борт карьера, поставленный в предельное положение на длительное время, и временный целик на Южном борту карьера с размещенными на нем вскрывающей траншеей и транспортными бермами комплекса ЦПТ. В результате таких ограничений горные работы развиваются, в основном, в направлении западного и восточного флангов, а также на глубину (рис. 1).

Дальнейшее разделение рабочей зоны карьера на природно-технологические зоны происходило в соответствии с целевой функцией каждой зоны под влиянием основных вскрывающих выработок, расположенных на флангах временного целика и обеспечивающих транспортную связь активной части рабочей зоны карьера с пунктами разгрузки. В результате этого в процессе целенаправленного формирования схемы вскрытия карьера активная часть рабочей зоны карьера была дополнительно разделена на природно-технологические зоны, каждая из которых имеет свою целевую функцию (рис. 2):

Зона 1. Северный борт (верхние горизонты) представляет собой обособленную часть карьера с индивидуальной схемой вскрытия и низкосортной рудной массой. Целевая функция – замещение рудного потока со складов в рудном потоке на завод.

Рис. 2. Схема разделения рабочей зоны карьера на природно-технологические зоны: автомобильные траншеи, концентрационные горизонты, конвейеры ЦПТ.

Зона 2. Западный фланг карьера. Под временно нерабочим бортом сосредоточена рудная масса высокого качества. Разделена на два блока: блок 2.1 с целевой функцией ведения вскрышных работ в объеме, обеспечивающем в блоке 2.2 заданную добычу руды; блок 2.2 с целевой функцией доведения скорости понижения добычных работ до 60-70 m.

Зона 3. Временный целик южного борта. Целевая функция – размещение вскрывающих траншей и транспортных берм при минимизации расстояния перевозки горной массы автотранспортом.

Зона 4. Восточный фланг карьера. Под временно нерабочим бортом сосредоточена рудная масса хорошего качества. Разделена на две части: блок 4.1 с целевой функцией ведения вскрышных работ в объеме, обеспечивающем в природно-технологической блоке 4.2 заданную добычу руды; блок 4.2 с целевой функцией доведения скорости понижения добычных работ до 40-45 m.

Зона 5. Дно карьера. Рула высокого качества. Целевая функция – поддержать при необходимости добычные работы в зонах 1,2 и 4.

Зона 6. Юго-Восточный фланг карьера. Целевая функция – обеспечить подготовку к выемке перспективных запасов руды.

Зона 7. Северный борт карьера. Целевая функция – обеспечить безопасность горных работ на нижних горизонтах карьера.

Зона 8. Северо-Восточный борт карьера. Целевая функция – выполнить горно-подготовительные работы для размещения круто-наклонного конвейера комплекса ЦПТ-руда.

Ранжирование природно-технологических зон по значимости оценено по вкладу каждой зоны в решении основной задачи карьера. При этом установлено, что наибольшее значение для добычных работ имеют зоны 2 и 4 (Запад и Восток), за счет которых обеспечивается не менее 90 % добычи товарной руды (рис. 3). Одновременно отмечается повышение роли зоны 1 (Северный борт) в поставке рядовой руды и зоны 6, которая практически не влияет на добычные работы в ближайшие 4-5 лет, но обеспечивает своевре-

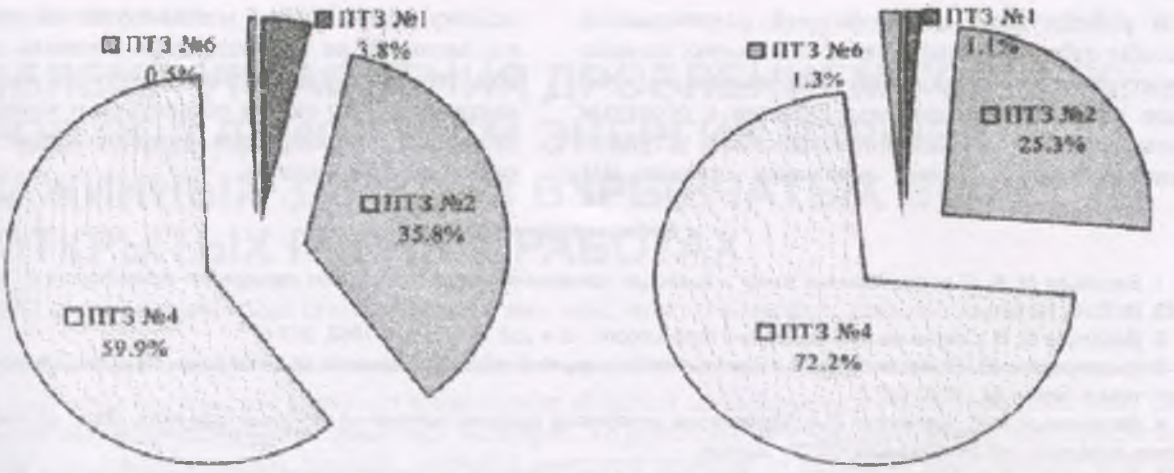


Рис. 3. Распределение объемов добычи золота по природно-технологическим зонам в 2001 (а) и 2002 годах (б).

менную подготовку запасов на нижних горизонтах карьера. При этом следует иметь в виду, что приоритет природно-технологической зоны изменяется во времени, а такие изменения предполагают корректировку планов.

Анализ горно-технической ситуации в карьере показывает, что такие разделительные признаки, как потребительские свойства горной массы и технология работ имеют место в природно-технологических зонах с различным функциональным назначением. Такая ситуация предопределяет объединение грузопотоков и необходимость согласованного развития природно-технологических зон, что должно быть реализовано при управлении горными работами.

При ведении открытых горных работ сверхнормативное загрязнение атмосферы глубоких карьеров неизбежно. А поскольку применение искусственной вентиляции в этом случае бесперспективно [29], то наиболее реальным способом защиты человека от воздействия вредных примесей следует признать оснащение кабин горно-транспортного оборудования фильтровентиляционными установками, очищающими воздух от аэрозолей и газов [27].

В целом, анализ фактического положения, сложившегося к настоящему времени в области освоения месторождений твердых полезных ископаемых, позволяет отметить следующие основные тенденции в развитии глубоких карьеров:

- известные способы взрывания и дробления горной массы недостаточны для минимизации непроизводительных потерь энергии взрыва позволяющих снизить затраты на БВР и повысить производительность горнотранспортного оборудования;

- снижение с глубиной ведения горных работ естественной трещиноватости и возрастания доли прочных пород, что обусловливает увеличение энергоемкости буровзрывного дробления;

- расширение области применения цикличноточной технологии ведения горных работ, не отвечают в полной мере эффективности работы глубоких карьеров;

- известные методы проектирования карьеров не отвечают в полной мере заданным критериям и ограничениям для обоснования способов рационального освоения маломасштабных и техногенных месторождений золота;

- имеющиеся системы управления минерально-сырьевой базой ГПК при разработке месторождений природного и техногенного происхождения не обеспечивают в полном объеме повышение эффективности горных работ.

Основные выводы.

Установлено, что среди разнообразных методов взрывания, с помощью которых современная технология взрывных работ эффективно управляет разрушением горных пород, можно выделить три основных направления: первое направление связано с разработкой рациональных конструкций зарядов; второе направление основано на принципе энергетического соответствия между энергией, затрачиваемой на взрывное разрушение горных пород с различными физико-механическими свойствами и энергией сконцентрированной в единице заряда ВВ; третье направление включает широкий круг работ связанных с интегральными эффектами дробления массива горных пород и базируются на различных технологических приемах взрывания совокупности однородных зарядов ВВ.

В исследованиях ученых в области управления энергией взрыва в разрушаемом массиве, где среди многих факторов, позволяющих увеличение эффективности дробящего действия взрыва, значительная роль принадлежит забойке скважин, оказывающая существенное влияние на полноту передачи энергии взрыва в окружающую среду. Применение забойки приводит к улучшению степени дробления породы за счет увеличения времени воздействия взрыва на горную породу, предотвращению выхода ударной волны в атмосферу.

В работах ряда исследователей разработанные способы отбойки горных пород на карьерах сложноструктурных месторождений. включающие бурение рядов скважин, бурение ряда скважин с обратным углом наклона по отношению к плоскости уступа до границы нижней бровки, заряжание скважин ВВ, забойку и взрывание с миллисекундным замедлением, являются не эффективными. Главным недостатком этих способов отработки уступов на карьерах является то, что они не обеспечивают качественного дробления горных пород, представленных сложноструктурным массивом.

Библиографический список

1. Васильев М. В. О рациональных зонах и границах применения различных видов карьерного транспорта // Горн. журн.- 1963, № 3. С. 52-57.

2. Васильев М. В. Современный карьерный транспорт. - 2-е изд. М.: Недра, 1969, 303 с.

3. Анистратов Ю. И. Исследование технологических грузопотоков на карьерах со скальными породами: Автореф. Дисс. докт. техн. наук – М., 1970.- 42 с.

4. Мазуркевич А.П., Шеметов П.А. Управление качестеом рудного потока на глубоких карьерах. Докл. на межд. научн.-практ. конференции "Инновация-2000" г. Бухара.

5. Антоненко Л. К. Интенсификация и техническое перевооружение - генеральное направление развития горнорудного производства черной металлургии // Горн. Журн. 1986. № 1.

6. Лукьянов А.Н., Рубцов С.К., Шеметов П.А. Подготовка горной массы для циклично-поточной технологии в условиях карьера Мурунтау. //Горный информ.-аналит. бюллетень. МГГУ. – 1997, №4. – С. 60-62.

7. Цветков В.К., Демин А.М. Расчет рациональной формы контура борта карьера. В сборнике "Проблемы открытой разработки глубоких карьеров". Труды Межд. симпозиума "МИРНЫЙ-91". Удачный, НИЦ "Мастер", 1991, с. 215 - 218.

8. Шеметов П.А. Основные направления совершенствования взрывных работ в Навоийском ГМК // Горный Вестник Узбекистана 2004, .№ 3. С. 42-45.

9. Анистратов Ю.И. Технологические процессы открытых горных работ. М.: Недра,1955. 351с.

10. Силкин А.А., Кольцов В.Н., Шеметов П.А. Управление долговременной устойчивостью откосов на карьерах Узбекистана. Ташкент: Фан, 2005, С.1–229.

11. Арсентьев А. И. Определение производительности и границ карьеров. - М.: Недра, 1970. - 319 с.

12. Быковцев А.С., Беленко А.П., Сытенков В.Н. Определение рациональной формы борта глубоких карьеров // Горный журнал. 1999, №2. С. 33-35.

13. Инструкция по наблюдениям за деформациями бортов, откосов уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости. Утверждена коллегией Госгортехнадзора Узбекистана №9 от 08.05.98; Зарегистрирована Министерством юстиции Узбекистана 26.02.99, №649.

14. Мальгин О.Н. Анализ опыта разработки осадочных месторождений учкудукского типа. – Горный вестник Узбекистана, 1997, №1. – С.34-40.

15. Мальгин О.Н., Иоффе А.М., Зайков В.Г., Интенсификация горных работ в сложных горно-геологических условиях карьера Мурунтау//Горный журнал. -2002. Специальный выпуск. С.50-55.

16. Мелик-Гайказов И.В, Кампель Ф.Б. Берлович В.В и др. Концепция долгосрочного развития Ковдорского ГОКа:// Горный журнал. 2002. -Специальный выпуск.

17. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва. М.: Недра. 1978. 356 с.

18. Мельников Н.В., Виницкий К.Е., Меньшов В.С. и др / Вопросы выбора производственной мощности карьера. М.: Наука 1971, -166 с.

19. Будков В.П. О построении борта карьера выпуклого профиля // Тр.ВИОГЕМ. М.:Недра, 1965. Вып. 5. С. 114-124.

20. Виницкий К. Е. Оптимизация технологических процессов на открытых горных разработках. - М.: Недра, 1976.- 280 с.

21. Галустьян Э. Л. Совершенствование конструкции нерабочих бортов карьеров // Горный журнал.-1996, № 1-2.

22. Бурыкин С.И. Резервы горного производства на карьерах. Горный журнал. 2003, №3. С.14-17.

23. Васильев М. В. Состояние и задачи развития науки и техники в области карьерного транспорта в СССР и за рубежом // Тр./ИГД УФ АН СССР.- 1962.- Вып. 4. С. 3-19.

24. Васильев М. В., Фесенко С. Л. Смирнов В. П. и др. Технический прогресс на карьерном транспорте // Горн. журн.- 1987 № 2.

25. Васильев М. В., Яковлев В. Л. К обоснованию применения комбинированного транспорта для вскрытия и подготовки новых горизонтов карьеров // тр. ИГД Минчермета СССР.– 1964. Вып. 9.

26. Глазунов С.Н. Совершенствование технологических схем циклично-поточной технологии при разработке глубоких рудных карьеров - Екологія і природокористування: Збірник наукових праць Інституту проблем природокористування та екології НАН України. Выпуск 5. Дніпропетровськ, 2003 – с.164-167.

27. Сытенков В.Н., Шеметов П.А. Мурунтау в середине пути. //Металлы Евразии. – 2002, № 2. С. 20-22.).

28. Рубцов С.К., Шпыков А.Г., Шеметов П.А. Повышение эффективности буровзрывных работ на карьерах комбината// Горный журнал. – 1998, №8. С. 41-45.

29. Сытенков В.Н. Управление пылегазовым режимом глубоких карьеров. – М.: ООО «Геоинформцентр», 2003. – 288 с.

30. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. М.: Недра, 1965, 378с.

31. Прохоренко Г.А., Сытенков В.Н., Шеметов П.А. GPS – система диспетчерского управления экскаваторно-автомобильным комплексом и качеством рудного потока в глубоких карьерах. //Горный информ.-аналит. бюллетень. МГГУ.-2001, №11- С.65-69

УДК 622.342:622.235.5 (043.3)

© Норов Ю.Д., Очилов Ш.А. 2016 г.

ПРОБЛЕМА УПРАВЛЕНИЯ ДРОБЛЕНИЕМ ГОРНЫХ ПОРОД ПОД ДЕЙСТВИЕМ ЭНЕРГИИ ВЗРЫВА СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ НА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

Норов Ю.Д., начальник горного бюро ЦНИЛ НГМК, докт. техн. наук, проф.; **Очилов Ш.А.**, ассистент кафедры «Горное дело» ТашГТУ

Maqolada ochiq kon ishlarida portlovchi moddalarning skvajinali zaryadlarining portlash energiyasi ta'siri ostida kon jinslarini maydalashni boshqarish muammosi keltirilgan. Ko`pgina omillar ichida portlashning maydalovchi ta'siri samaradorligini oshirishga imkon beruvchi, portlatish energiyasi uzatilishi to`liqligining atrof muhitga ta'sir etishi sezilarli ahamiyati skvajina zaboykasiga tegishli. Zaboykani qo`llash tog` jinslariga portlash ta'siri vaqtini uzaytirish hisobiga jinslarning maydalanish darajasini yaxshilashga, atmosferaga zarb to`lqinining chiqishini oldini olishga olib keladi.

Tayanch iboralar: *kon jinslarini maydalashni boshqarish, portlash energiyasi, skvajinali zaryad, portlovchi moddalar, ochiq kon ishlari, portlashning maydalovchi ta'siri, skvajina zaboykasi, portlatish energiyasining uzatilish to`liqligi, atrof muhit, kon jinslarining maydalanish darajasi, portlash ta'sirining vaqti, zarb to`lqini, portlatish metodi, portlatish ishlarini olib borish texnologiyasi, massivning maydalanish effekti, portlashning mexanik effekti, fiziko-mexanik xossa.*

Problem of rock crushing management under the influence of explosive substances well charges explosion energy on open pit mining operations is given in article. Among many factors allowing increase in effectiveness of splitting-up explosion action, the significant role belongs to a stemming, having significant effect on completeness of power transmission of explosion in a surrounding medium. Application of the stemming to improvement of extent of subdivision of breed due to increase in time of impact of explosion at rock, to prevention of an exit of a shockwave in the atmosphere.

Key words: *management of rocks subdivision, energy of explosion, a well charge, explosives, open mining pit operations, the splitting-up explosion action, stemming of the well, completeness of power transmission of explosion, a surrounding medium, extent of subdivision of breed, time of impact of explosion, a shockwave, detonation methods, technology of conducting blasting, effect of subdivision of the massif, mechanical effect of explosion, physicomechanical properties.*

Проблема управления энергией взрыва при дроблении горных пород является важнейшим компонентом в технологии открытой разработки месторождений полезных ископаемых. Эффективность использования взрывных технологий базируется на правильном понимании физического механизма воздействия взрыва на разрушаемый горный массив.

За последние 15-20 лет, благодаря пристальному вниманию ученых, инженеров и практиков взрывного дела, к проблемам изучения физических основ действия промышленных взрывов в горных породах, по улучшению технологии и созданию инженерных методов управления энергией взрыва, успешно решены многие сложные вопросы. Однако, несмотря на значительные успехи в области теории и практики взрывной подготовки горной массы, удельный расход ВВ как основной показатель эффективности взрывных работ непрерывно возрастает.

Среди разнообразных методов взрывания, с помощью которых современная технология взрывных работ управляет степенью дробления горных пород, можно выделить три основных направления, позволяющих существенно влиять на механический эффект дробления массива горных пород.

Первое направление связано с разработкой рациональных конструкций зарядов, предназначенных для эффективного выполнения разрушения горных пород энергией взрыва скважинных зарядов ВВ на открытых разработках. В основе этого направления лежат труды Н.В. Мельникова и Л.Н. Марченко [1, 2].

Второе направление основано на принципе энергетического соответствия между энергией, затрачиваемой на взрывное разрушение горных пород с различными физико-механическими свойствами, и энергией, сконцентрированной в единице заряда ВВ. Это направление, наиболее полно представлено в работах Г.П. Демидюка и Л.В. Дубнова, предполагает создание определенного класса ВВ с различной объемной концентрацией энергии и разнообразными детонационными параметрами [3, 4].

Третье направление включает широкий круг работ, связанных с интегральными эффектами дробления массива горных пород, и базируется на различных технологических приемах взрывания совокупности однородных зарядов ВВ. К этому направлению

относятся работы по короткозамедленному взрыванию, взрыванию в зажатой среде, взрывание высоких уступов, с внутрискважинным замедлением и т.д.

Основной целью проводимых исследований по совершенствованию технологии взрывания на разрезах является повышение качества подготовки взорванной горной массы к экскавации даже при условии повышения удельного расхода ВВ. Однако, повышение удельного расхода ВВ для достижения более тщательного дробления горной массы и эффективного использования дорогостоящей техники происходит при сохранении технологических схем и приемов ведения взрывных работ, применяемых ранее. Так, в связи с применением скважинных зарядов увеличенного диаметра, масса взрываемого заряда в скважине увеличилась с 200-250 до 500-600 kg, а одновременно взрываемого блока с 20-30 до 300-500 t., при этом удельный расход ВВ может увеличиваться на 30-50 % [5]. Обычно применяя скважинные заряды большого диаметра, наблюдают улучшение качества дробления пород на близких приведенных расстояниях и на этой основе принимается решение о дальнейшем увеличении диаметра скважин и массы заряда ВВ, игнорируя при этом ухудшение качества дробления по блоку в целом. Между тем с увеличением масштаба взрыва, вследствие повышения при этом длины взрывной волны и снижения скорости нагружения, средний размер куска на фронте дробления на одинаковых приведенных расстояниях увеличивается. Это приводит к определенным противоречиям, связанным с тем, что на практике все большее место занимают буровые станки с диаметром бурового инструмента 270-320 mm, а более мелкое дробление при повышении мощности взрывов может быть достигнуто при условии снижения диаметра скважинных зарядов и более рациональном их размещении в массиве [5].

Другим важным элементом успешного развития буровзрывных работ на карьерах при повышенной их глубине является изменение параметров системы разработки с увеличением высоты взрываемого уступа до 50-60 m. Технология производства взрывных работ в глубоко зажатой среде включает в себя бурение и взрывание зарядов в массиве горных пород на максимально возможную глубину, исходя из условий достижения качественного дробления, проработки подошвы уступа и обеспечения надежной экскавации взорванной горной массы. Процесс разрушения трещиноватого массива горных пород неразрывно связан с деформацией и перемещением, как отдельных блоков, так и определенных слоев, которые в процессе взаимодействия друг с другом испытывают частичное нерегулируемое дробление [6]. Процесс разрушения отдельностей при их соударении с учетом давления вышележащих пород, т.е. с учетом зажима, рассмотренный в работе [7], показал, что силы зацепления в определенных условиях существенно изменяют механизм разрушения, который может происходить по механизму ударного изгиба даже при небольших перемещениях самих отдельностей. Решению проблемы разрушения высоких уступов во многом способствует использование эффекта объемного разупрочнения за счет сдвиговых деформаций [8], при котором осуществляется развитие многочисленных трещин, происходит увеличение пористости и объема пород. Для этих целей разработаны инженерные методы формирования сдвиговых деформаций путем разновременного взрывания зарядов ВВ, использования по колонке заряда ВВ различной мощности, создание в нижней части скважины котловой полости большего диаметра и т.д. [9].

Тенденция на увеличение удельного расхода ВВ объясняется тем [10], что при невысокой стоимости энергии взрыва и меньшем объеме удельных капитальных вложений разумно увеличить затрату энергии взрыва для достижения мелкого и глубокого дробления при взрывной отбойке с тем, чтобы существенно снизить затраты энергии на экскавацию, транспортировку, на все три стадии механического дробления, одновременно снизив износ дорогого оборудования и повысив его производительность.

В тоже время эксперименты по многократному взрывному нагружению образцов железистых кварцитов [11] показали, что в этом случае увеличивается доля мелких фракций в гранулометрическом составе дробленой руды, что адекватно результатам короткозамедленного взрывания в практике взрывного дела, т.е. улучшить дробление породы можно не только увеличением удельного расхода ВВ, но и путем изменения процесса взрывного нагружения. С учетом этого обстоятельства, как отмечено в работе [11], «важно не увеличение удельного расхода ВВ, а повышение доли энергии взрыва на дробление за счет роста КПД использования энергии взрыва средствами, которые разработаны и освоены советскими взрывниками: увеличение длительности импульса взрыва заряда ВВ, применение прогрессивных схем расстановки коротких замедлений, обеспечивающих многократность и знакопеременность взрывных нагружений, управление движением горной массы в процессе взрыва с целью трансформации кинетической энергии движения кусков породы в энергию дополнительного дробления при их столкновении.

Большое место в исследованиях качества дробления горного массива занимает изучение влияния трещиноватости и блочности вскрышных пород на результаты взрывного разрушения [12, 13]. Как показали исследования, непосредственно, на качество дробления горной массы влияет неравномерность распределения энергии взрыва в трещиноватом массиве. При этом основным определяющим параметром является угол встречи падающей волны напряжений с границей раздела блоков. В частности, при угле встречи, равном 30^0, на расстоянии 15 r (где r – радиус взрываемой скважины) величина напряжения в проходящей волне в 1,5-2,0 раза меньше по сравнению с напряжениями в однородной среде.

В результате взрыва зарядов ВВ происходит бление горной породы, а ее куски приобретают еделенную скорость. При использовании коротко-едленного взрывания (КЗВ) и применении различ-х схем инициирования (клиновых, волновых, речных и т. д.) процесс дробления происходит еще а счет разрушения разлетающихся кусков при их ударении [14]. Наиболее характерным для процесса ударения летящих в воздухе кусков породы являет- их взаимодействие в одной точке (или по одной нии для случая плоскопараллельного движения). к показано в работе [14] в зависимости от сочета-я начальных скоростей число повторных соударе-й этих кусков может быть 2, 3 и более, т.е. появля-ся дополнительная возможность разрушения кус-ов. Поскольку предел прочности пород при растяже-ии в случае многократного нагружения меньше их редела прочности при однократном нагружении.

Удельный расход ВВ, определяющий интегральный запас энергии заряда, является одним из основных факторов, непосредственно влияющих на качество дробления горных пород. Это обстоятельство приводило в ряде случаев к переоценке роли удельного расхода ВВ и к мнению о том, что только за счет изменения удельного расхода ВВ возможно добиться любого желаемого качества дробления. Однако, как показывают исследования [15] регулирование степени дробления трещиноватых пород взрывом за счет изменения удельного расхода ВВ имеет хотя и широкие, но все же ограниченные возможности, ибо превышение некоторого значения, зависящего от свойств пород, параметров БВР и других условий, не обеспечивает заметного повышения степени дробления, но приводит к резкому удорожанию БВР.

Зависимость качества дробления пород от угла наклона скважин, основанная на экспериментальных данных [16, 17], показывает, что наиболее существенно качество дробления возрастает при увеличении угла наклона до 15-20^0 к вертикали. При этом, несмотря на некоторое увеличение длины скважин, выход горной массы не только не снижается, а даже возрастает в результате увеличения их полезного использования до 0,8-1,0 против 0,7 при использовании вертикальных скважин. Угол наклона скважин неразрывно связан с сеткой скважин и коэффициентом сближения. Отметим, что указанные параметры наиболее легко устанавливаются экспериментальным путем непосредственно на разрезах и, как правило, традиционно редко подвержены изменениям. Несмотря на это, этим вопросам уделяется достаточно большое внимание. Например, в работе [18] была высказана идея о необходимости выбора величины коэффициента сближения в зависимости от отношения скоростей волн в направлении, перпендикулярном и параллельном линии уступа. Однако, более полные исследования [15] показали, что оптимальное значение коэффициента сближения должно быть больше единицы, когда максимальная протяженность зоны дробления ориентирована параллельно линии откоса уступа. Если же зона дробления ориентирована так, что с направлением линии откоса совпадает малая ось зоны дробления, то оптимальным будет значение меньше единицы. И наконец, если оси зоны дробления ориентированы по отношению к линии откоса уступа под углом, близким 45°, оптимальным будет значение близким к единице.

Таким образом, краткий анализ состояния взрывных работ на разрезах показывает, что, несмотря на многочисленные усилия исследователей, круг проблем по совершенствованию технологии взрывания ограничивается локальными задачами, что является свидетельством больших трудностей в получении достоверной информации о процессах трансформации энергии взрыва в работу по дроблению горных пород.

Существенное увеличение полезной работы взрыва, расходуемого на дробление горных пород, достигнуто за счет применения методов взрывания скважинных или шпуровых зарядов ВВ, рассредоточенных воздушными промежутками разработанными Марченко Л.Н. и Жунусовым К. [19, 20].

Физическая сущность взрыва заряда данной конструкции заключается в следующем. Если искусственно увеличить объем зарядной камеры, оставив в ней свободное пространство, то продукты взрыва (ПВ), расширяясь относительно плавно в заранее созданной искусственной полости, в начале развития взрыва должны снизить пиковое давление и удлинить время его воздействия на среду и тем самым сохранить часть энергии взрыва, которая при сплошных зарядах затрачивается на переизмельчение среды в непосредственной близости от заряда. Сохраненная таким образом часть энергии взрыва в последующем будет израсходована на полезную работу по разрушению среды в большом объеме, что повысит общий коэффициент использования энергии. Искусственное увеличение объема зарядной камеры достигается за счет воздушной полости между рассредоточенными частями зарядов ВВ. Это кроме снижения начального пикового давления и увеличения времени его воздействия на взрываемую среду создает условия для взаимодействия ударных волн и газовых потоков, благодаря чему еще более увеличивается общее разрушающее действие взрыва.

Жунусовым К. [20], разработаны способы создания воздушных полостей в скважинном заряде с воздушной подушкой в дополнительном перебуре, а также результаты теоретических и экспериментальных исследований действия взрыва скважинных зарядов с воздушной подушкой. Исследованиями установлено, что применения воздушной полости в скважине со стороны нижнего торца колонкового заряда приводит к значительному снижению скорости движения забойки и увеличению продолжительности действия продуктов взрыва на стенки скважины. Установлена оптимальная длина воздушной подушки, которая составляет 0,25-0,35 длины скважинного заряда.

Разработанный способ [20] управления действия взрыва прошел промышленные испытания в условиях карьеров Казахстана, которые показали его экономическую эффективность.

Метод скважинных зарядов с воздушными промежутками, основанный на перераспределении энергии взрыва, вызвал большой интерес научных работников и производственников.

Ханукаев А.Н. [21] оценивает действие взрыва рассредоточенных зарядов с воздушными промежутками в зависимости от крепости пород. В мягких породах наличие промежутков позволяет уменьшить выход мелких фракций, а в породах средней крепости обеспечивает равномерное дробление по всей длине скважины. В крепких породах целесообразно оставлять 1-2 небольших воздушных промежутка в верхней части заряда, что обеспечивает дробление верхней части уступа, увеличивает длительность действия импульса на нижнюю часть скважины, следовательно на основание уступа.

Ребиндер П.А., Шрейнер Л.А., Жигач К.Ф. [22] считают, что при взрывании зарядов с воздушными промежутками образуется газовая полость, по объему большая, чем при сплошном заряде. Поэтому при расширении продуктов взрыва в ударную волну переходит значительная часть энергии взрыва и, следовательно, увеличивается объем разрушения. А работа [23] объясняет динамику взрыва рассредоточенного заряда с воздушными промежутками исходя из следующих предпосылок. В случае одновременного взрывания отдельных частей заряда с помощью детонирующего шнура возникают встречные потоки в пределах воздушных промежутков, вследствие чего происходит столкновение газовых потоков и ударных волн. В результате давление возрастает в 15-20 раз, существенно увеличивается продолжительность взрывного импульса.

В работах Марченко Л.Н. и Баум Ф.А. [2, 24] рассматривая заряд с воздушными промежутками как сплошной с пониженной плотностью, отмечается, что заряды с воздушными промежутками обеспечивают более равномерное распределение удельных импульсов по длине скважины. При одновременной детонации рассредоточенного на две части заряда возникают встречные потоки детонации, в результате столкновения которых в скважине образуется гидродинамический «затор», приводящий к более длительному действию сжатых ПВ на ее стенки. По мнению Астафьева Ю.П. [25], взрыв отдельных частей рассредоточенных зарядов нельзя рассматривать как одновременный процесс - он происходит так: вначале взрывается первая от устья скважины часть заряда, а через некоторое время - вторая. При этом через окружающую среду пройдут последовательно, одна за другой, ударные волны, оказывая существенное влияние на интенсивность дробления горных пород. Опыт применения зарядов, приведенных в работах Миндели Э.О. [26], рассредоточенных воздушными промежутками на открытых горных работах, показал улучшение степени и равномерности дробления горных пород при одном и том же, а в некоторых случаях даже уменьшенном, расходе ВВ.

Друкованый М.Ф. и Комир В.М. [27] предложили несколько изменений в конструкции зарядов, предусматривающих КЗВ отдельных частей рассредоточенного скважинного заряда. Для более равномерного распределения энергии взрыва они рекомендуют взрывать отдельные части с интервалом замедления, обеспечивающим максимальную передачу энергии взрыва заряда среде. Другим направлением совершенствования управления энергией взрыва является обратное инициирование заряда.

В последние годы в печати высказывалась мысль о необходимости выбора и наивыгоднейшего места расположения инициатора в заряде. Основанием для таких высказываний послужило то, что в практике взрывных работ было отмечено влияние места расположения инициатора в заряде ВВ на качество и эффективность ведения взрывных работ.

Физическую сущность рассматриваемого метода повышения эффективности взрывной отбойки Ержанов Ж.С., Жубаев Н., и др. [28] объясняют следующим образом. При прямом инициировании падение напряжения в массиве наступает довольно быстро, а при обратном напряженное состояние массива удерживается более длительное время (от начала детонации до момента разрушения массива). При этом более продолжительное воздействие пиковой части импульса сжатия связано с той зоной нижней части шпура или скважины, где породы находятся в менее напряженном состоянии, т.е. в условиях максимального сопротивления породы, на преодоление которого необходимо расходовать предельное количество энергии. На этом участке воздействие импульса сжатия будет наиболее продолжительным. Другим немаловажным преимуществом обратного инициирования является снижение влияния прочностных и других свойств забойки. При отражении ударной волны от свободной поверхности часть забойки выбрасывается, а оставшаяся часть формируется отраженной волной в виде «сгустков», действующих подобно клину.

Таким образом, основным является увеличение длительности воздействия продуктов детонации на среду и повышение эффективности взрывания, что отличает картину разрушения при обратном инициировании по сравнению с прямым.

Эффективность применения этого метода подтверждается также работами других авторов [29-31], на основании проведенных исследований они делают выводы о том, что при расположении патрона-боевика вблизи устья шпура или скважины детонационная волна распространяется в сторону, обратную линии наименьшего сопротивления (ЛНС), т.е. в глубь массива, где она затухает. Вследствие этого начальное давление газов во взрываемой камере быстро падает, что приводит к снижению эффективности взрывных работ.

При расположении патрона-боевика со стороны нижнего торца колонки заряда у дна шпура детонационная волна, наоборот, распространяется в сторону наименьшего сопротивления, вследствие чего давление газов во взрываемой камере в первоначальный период детонации остается более или менее постоянным. В результате реакция разложения ВВ идет полнее, увеличивается объем разрушения и уменьшается выход негабарита.

Установлено, что повышение эффективности взрыва и надежности инициирования удлиненного заряда ВВ достигается при применении многоточечного инициирования, приведенных в работах приведённых авторов [31, 32]. Кроме того, при соответствующем расположении в удлиненном заряде ВВ двух промежуточных детонаторов на определенном расстоянии друг от друга можно использовать эффект встречи детонационных волн, например, на уровне подошвы уступа, улучшив тем самым качество ее проработки.

Многоточечное, гирляндное, инициирование скважинных зарядов (когда на двух или четырех смежных нитях детонирующего шнура (ДШ) закрепляют три-четыре тротиловые шашки Т-400 на расстоянии 0,8-1 m друг от друга) позволяет кроме повышения надежности инициирования уменьшить время детонации зарядов, что повышает эффективность взрыва.

Как показали исследования [32], для улучшения динамики процесса разрушения и увеличения эффективности действия взрыва необходимо обеспечить многократное воздействие источника на среду за счет изменения внутренней газодинамики в скважине.

За счет многоточечного инициирования можно добиться, во первых, значительного увеличения давления в ударной волне и, во - вторых, обеспечить минимальную чистоту следования вторичных волн сжатия. При одновременном инициировании удлиненного заряда в нескольких точках в каждой точке инициирования образуется две детонационных волны, распространяющиеся в противоположных направлениях. Если весь заряд длиной L разбит на n равных частей точками инициирования, то через интервал времени

$\Delta t \approx L / 2nD$ две детонационные волны, движущиеся на встречу друг другу со скоростью D, столкнутся и отразившись друг от друга, начнут двигаться в противоположных направлениях. При этом каждый элемент стенки скважины будет периодически (с периодом порядка Δt) находиться под нагрузкой. Следовательно, взаимодействие детонационных волн, распространяющихся в конденсированных ВВ, и ударных волн, движущихся по продуктам взрыва, приведет к сложной интерференционной картине движения среды, которая и будет определять характер нагружения массива горных пород основные закономерности, которых приведены в работе Мельникова Н.В., Марченко Л.Н. и др. [33].

В работе Жарикова И.Ф. [34] проводились экспериментальные взрывы на Калмакырском карьере на уступах высотой 10-12 m в средней трещиноватых породах, представленных вторичными кварцитами и измененными сиенитами-диоритами с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протодьяконова равной f= 7-9.

Таблица 1

Основные показатели способа взрывания

Показатели	Ед. изм.	Способ взрывания	
		обычный	многоточечное инициирование
Высота уступа	m	10	10
Диаметр скважины	mm	190	190
Сопротивление по подошве уступа	m	8,5	8,8
Расстояние между скважинами	m	6,8	7,1
Число рядов скважин	шт	5	5
Расстояние между рядами	m	6	6
Длина перебура / забойки	m	3,0/6,5	3,0/6,0
Удельный расход ВВ	kg/m^3	0,36	0,35
Вес заряда в скважине	Kg	220	220
Выход горной массы с 1 п.м.	m^3/m	44,5	48,5

В качестве ВВ использовали граммонит 79/21 и гранулит АС 4.

Экспериментальный участок делился на две части, длина каждого участка составила 60-80 m, основные показатели которых приведены в табл. 1.

Инициирование зарядов производилось с помощью ДШ, имеющего на конце боевик, который располагался примерно в средине заряда, схема которого приведена на рис. 1.

В качестве боевиков при многоточечном инициировании использовались патроны аммонита № 6-ЖВ с помещенными в каждый из них по два электродетонатора ЭД-8-56. Инициирование экспериментальных скважинных зарядов производили в пяти равноудаленных по длине заряда точках.

Расстояние между точками инициирования составляло 1 m. Схема электровзрывной сети последовательная. Результаты экспериментальных взрывов оценивали по степени дробления горных пород.

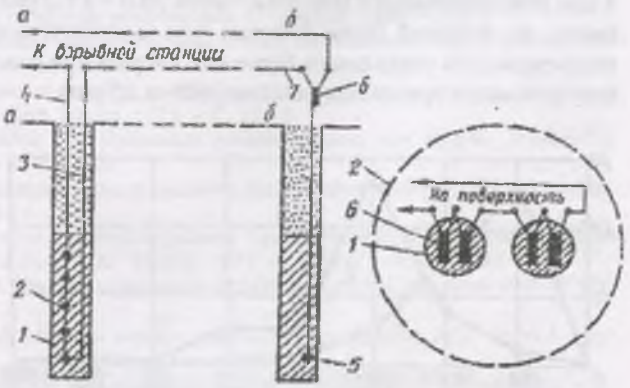


Рис. 1. Схема расположения боевиков в заряде и их взрывание при многоточечном (а) и обычном (б) способах инициирования зарядов. 1-заряд ВВ; 2-боевик с электродетонаторами; 3-забойка; 4-электропровод; 5-боевик; 6-электродетонатор; 7-магистральный провод.

На рис. 2. приведены замеры гранулометрического состава взорванной горной массы, которые свидетельствуют о высокой эффективности предложенного метода взрывания. Выход фракции размером более 300 mm снизился в 3-4 раза и составил 5-6 %. Исследования с целью установления различия в скорости истечения продуктов взрыва из устья скважин при различных способах инициирования могут рассматриваться как дополнительные, представляющие несомненный интерес для оценки времени воздействия ПВ на разрушаемый горный массив.

В работе Сеинова Н.Н [35] проведены полигонные испытания на разрезе «Сиргала», где взрываемые породы были представлены доломитами и доломитизированными известняками с крепостью $f = 6 \div 10$ и с малой трещиноватостью, данные которые приведены в работе [35]. В задачу полигонных экспериментов входили сравнительные испытания следующих методов взрывания сплошных скважинных зарядов ВВ: с инициированием в данной точке; с инициированием несколькими нитями ДШ, проложенными вдоль всей скважины; с многоточечным инициированием.

Последним методом было проведено семь взрывов с длиной заряда 4,5 m и массой 40 kg и семь взрывов с длиной заряда 3,5 m и массой 30 kg. Расстояние между точками инициирования составляло 0,6; 0,9; 1,15; 1,75; 2,3 m. В аналогичных условиях проведены взрывы сравниваемых зарядов. Диаметр заряда во всех случаях равнялся 105 mm, а заряжание осуществлялось граммонитом 79/21, с промежуточным детонатором, патронированным аммонитом № 6-ЖВ.

Для фиксирования параметров волн напряжений использовались тензодатчики напряжений и магнитоэлектрические датчики скорости с записью на осциллографе Н-115. Осциллограммы, полученные в полигонных условиях, подтвердили данные лабораторных испытаний, зафиксировав эффект многократности воздействия.

Анализ гранулометрического состава взорванной горной массы показал, что выход фракций до 400 mm при многоточечном инициировании увеличился по сравнению с обычным способом взрывания в среднем в 1,4 раза, а при инициировании с помощью ниток ДШ - в 1,2 раза; выход же фракций более 800 mm при многоточечном инициировании уменьшился более чем в 4 раза или вовсе отсутствовал, а при инициировании ДШ - в 2,5 раза.

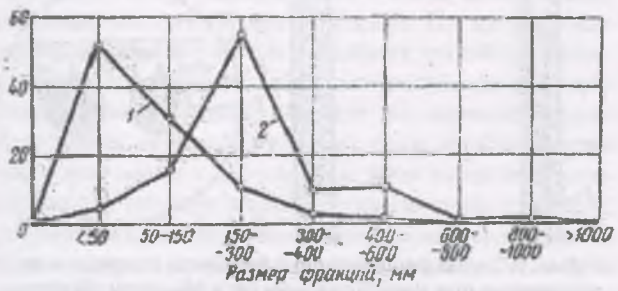


Рис. 2. Распределение гранулометрического состава по фракциям. 1 - при многоточечном инициировании; 2 – при обычном способе инициирования.

Полигонные испытания показали, что инициирование скважинных зарядов с помощью ниток ДШ, проложенных вдоль заряда, несколько улучшает дробление по сравнению с зарядом, инициируемым в одной точке, но при этом возрастает объем переизмельченной породы вблизи скважины. Более равномерное дробление породы при многоточечном инициировании зарядов происходит вследствие многократности процесса нагружения горной породы. При этом существует некоторый оптимальный режим нагружения, который приводит к наиболее эффективному дроблению. Можно предположить, что при неустановившемся колебательном процессе максимум энергии концентрируется на частоте колебания (повторения импульсов), а способность породы воспроизводить определенные частотные составляющие спектра импульса различна, данные которые приведены в работе авторов [36].

Установлено, что среди разнообразных методов взрывания, с помощью которых современная технология взрывных работ эффективно управляет разрушением горных пород, можно выделить три основных направления: первое направление связано с разработкой рациональных конструкций зарядов; второе направление основано на принципе энергетического соответствия между энергией, затрачиваемой на взрывное разрушение горных пород с различными физико-механическими свойствами и энергией сконцентрированной в единице заряда ВВ; третье направление включает широкий круг работ связанных с интегральными эффектами дробления массива горных пород и базируются на различных технологических приемах взрывания совокупности однородных зарядов ВВ.

В исследованиях ученых в области управления энергией взрыва в разрушаемом массиве, где среди многих факторов, позволяющих увеличение эффективности дробящего действия взрыва, значительная роль принадлежит забойке скважин, оказывающая существенное влияние на полноту передачи энергии взрыва в окружающую среду. Применение забойки приводит к улучшению степени дробления породы за счет увеличения времени воздействия взрыва на горную породу, предотвращению выхода ударной волны в атмосферу.

В работах ряда исследователей разработанные способы отбойки горных пород на карьерах сложноструктурных месторождений, включающие бурение рядов скважин, буренье ряда скважин с обратным углом наклона по отношению к плоскости уступа до границы нижней бровки, заряжание скважин ВВ, забойку и взрывание с миллисекундным замедлением, являются не эффективными. Главным недостатком этих способов отработки уступов на карьерах является то, что они не обеспечивают качественного дробления горных пород, представленных сложноструктурным массивом.

Установлено, что в способе встречного инициирования скважинного заряда ВВ, который испытывался взрывами скважинных зарядов ВВ на карьере симмет-

ричным и ассиметричным расположением боевиков относительно пропластка, главным недостатком является сложность технологии зарядки в тонких скальных пропластках, так как для обеспечения встречи детонационных волн требуется более точное размещение двух боевиков по высоте скважины.

В работах ряда исследователей разработанный способ отбойки горных пород взрывом скважинных зарядов ВВ на карьерах сложноструктурных месторождений, включающий бурение вертикальных скважин, опускание в скважину промежуточных детонаторов с ДШ, состоящие из трех и более тротиловых шашек марки Т-400 для обеспечения многоточечного инициирования скважинного заряда ВВ, является сложным из-за размещения в конструкции скважинных зарядов ВВ нескольких промежуточных детонаторов.

Библиографический список

1. Мельников Н.В., Марченко Л.Н. Энергия взрыва и конструкция заряда. – Москва: Недра, 1964. – 138 с.
2. Марченко Л.Н. Увеличение эффективности взрыва при добывании полезных ископаемых. – Москва: Наука. 1965. – 286 с.
3. Демидюк Г.П. Удельные затраты энергии взрыва и эффективность её использования на дробление горных пород - В кн. Основные направления развития техники и технологии обогащения полезных ископаемых. – Л.: Механобр. 1983. – С. 105-110.
4. Дубнов Л.В., Колесниченко И.Т. Об энергетическом критерии эффективности ВВ и некоторых его следствиях. // Горный журнал. Москва, 1986. – №5. – С. 57-61.
5. Мосинец В.Н. Современное состояние и перспективы развития технологии и методов производства взрывных работ на карьерах. – М.: Взрывное дело, Недра, 1986. – №89/46. – С. 100-109.
6. Кутузов Б.Н., Крюков Г.М., Авдеев А.Ф. Модели разрушения отдельностей горных пород в зоне нерегулируемого дробления при взрыве зарядов ВВ. // Горный журнал, Москва. 1981. – №7. – С. 74-78.
7. Белин В.А. Механизм взрывного разрушения отдельностей трещиноватого массива с учетом сил зацепления. – М.: Взрывное дело, Недра, 1984. – №86/43. – С. 48-51.
8. Кучеряеый Ф.И., Михалюк А.В. Использование дилатансии горных пород при взрывных работах // Горный журнал, Москва. 1984. –№12. – С.1-7.
9. Кутузов Б.Н. Взрывное дело – М.: Недра, 1980. – 375 с.
10. Фугзан М.М., Шамонин В.А. Зависимость прочностных свойств и обогатимости руды от параметров взрывной нагрузки при отбойке железистых кварцитов. – ФТПРПИ: 1983. – №3. – С. 99-102.
11. Демидюк Г.П., Викторов С.Д., Фугзан М.М. Влияние взрывного нагружения на эффективность последующих этапов обогащения. – М.: Взрывное дело, Недра, 1986. – №89(46). – С. 116-121.
12. Разрушение горных пород энергией взрыва. – Киев: Под ред. Э.И.Ефремова, Наука думка. 1987. – 264 с.
13. Кучеряый Ф.И., Зуева Л.В., Кривцов Н.В. О механизме разрушения блочных массивов. // Горный журнал, 1983. – №6. – С. 58-63.
14. Кутузов Б.Н., Крюков Г.М., Пушкин Б.Я. Теория разрушения кусков породы при соударении во время разлета их в результате взрыва горных пород. М.: Взрывное дело, М.: Недра. 1984. – №86(43). – С. 39-48.
15. Репин Н.Я. Подготовка и экскавация вскрышных пород угольных разрезов. М.: Недра, 1978. – 256 с.
16. Туринцев Ю.И., Зобнин В.И., Леонтьев В.П., Селиверстов А.И. Исследование влияния угла наклона взрызных скважин на деформирование массива горных пород // Известие вузов - Горный журнал. Москва. 1979. - № 11. – С. 30-32.
17. Сорокин В.Т. Ширина развала отбитой взрывом горной массы // Горный журнал, Москва, 1981 – №11. – С. 88-90.
18. Гулскин Л.И., Корсаков П.Ф., Кожевников А.А. Буровзрывные работы на карьерах нерудной промышленности. – М.: Недра, 1978. – С. 88-90.
19. Марченко Л.Н. Увеличение эффективности взрыва при добывании полезных ископаемых. М.:, Наука, 1965. – 230 с.
20. Жунусов К. Отбойка скальных пород зарядами с воздушной подушкой. Алма-Ата: Наука. 1979. - 120 с.
21. Ханукаев А.Н. О закономерностях распространения волн напряжений в твердых горных породах при взрывании одиночных и групповых удлиненных зарядов. В кн.: Проблемы разрушения горных пород взрывом. – М.: Недра, 1967.
22. Ребиндер П.А., Шрейнер Л.А., Жигач К.Ф. Понизители твердости в бурении. М.: АН СССР, 1944. - 232 с.
23. Основные проектные решения строительства горного комплекса Кокпатас. / – М., 2001. –Т. 1. Пояснительная записка и чертежи. Фонды ВНИПИпромтехнологии.
24. Баум Ф.А. К вопросу оценки эффективности действия взрыва зарядов с воздушными промежутками. В кн.: Взрывное дело.– М.: Недра, 1964. – С. 48-52.
25. Астафьев Ю.П. Технико-экономический обзор добычи руд цветных материалов на карьерах зарубежных стран. М.: Недра. 1962. - 217 с.
26. Минделн Э.О. Буровзрывные работы при подземной добыче полезных ископаемых. М.: Недра, 1966. – 265 с.
27. Друкованый М.Ф., Комир В.М. Об оценки использования энергии взрыва при различных параметрах буровзрывных работ В кн.: Взрывное дело. – М.: Недра, 1966
28. Ержанов Ж.С., Жубаев Н., Жунусов К., Кожабеков Ж.Г. Поведение упругой среды при действии динамических нагрузок в цилиндрической полости. В кн.: «Механика горных пород». – Алма-Ата, Наука, 1975. – С. 12-16.
29. Жариков И.Ф. Исследование механического действия зарядов с воздушными промежутками при взрыве в твердой среде // Науч.сообщ. ИГД им. А.А. Скочинского – М., 1972. – №102. – С. 104-110.
30. Временная классификация горных пород по степени трещиноватости в массиве (применительно к взрывной отбойке на карьерах). Информационный выпуск. – М.: В-199, 1968. – С. 23-28.
31. Сеинов Н.П., Марченко Л.Н., Жариков И.Ф., Валиев Б.С., Удачин В.Г. Исследование эффективности действия взрыва при многоточечном инициировании удлиненных зарядов // Взрывное дело. – М.: Недра, 1971. – №71/28. – С. 102-108.
32. Мельников Н.В., Марченко Л.Н., Жариков И.Ф., Сеинов Н.П. Метод улучшения дробления пород взрывом // ФТПРПИ, Наука, 1979. – №6. – С. 32-42.
33. Жариков И.Ф. Рациональные конструкции зарядов ВВ при дроблении горных пород. // Науч. сообщ. ИГД им. А.А. Скочинского. – М., 1981. – В. 194. – С. 150-155.
34. Жариков И.Ф. Повышение эффективности дробления горных пород взрывом // Науч. сообщ. ИГД им. А.А. Скочинского. – М., 1984. – В. 226. – С. 9-16.
35. Сеинов Н.П., Жариков И.Ф., Семинов А.А. О некоторых результатах исследования многоточечного инициирования удлиненных зарядов в лабораторных и полигонных условиях // Науч. сообщ. ИГД им. А.А. Скочинского. – М., 1978. – В. 165. – С. 20-24.
36. Сеинов Н.П., Жариков И.Ф., Нуриджанян Г.З., Дворкин Л.С. Исследование формы импульса взрыва и частотного распределения энергии ВВ при многоточечном инициировании зарядов // Горючие сланцы, 1983. – №4. – С. 11-17.

УДК 622.342:622.235.5(043.3)

© Насыров У.Ф., Очилов Ш.А. 2016 г.

ВЛИЯНИЕ ЗАБОЙКИ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

Насыров У.Ф., заведующий кафедрой «Горное дело» ТашГТУ, докт. техн. наук; **Очилов Ш.А.**, ассистент кафедры «Горное дело» ТашГТУ

Maqolada portlatish moddalari skvajinali zaryadlar zaboykasi kon jinslarining buzilishiga ta'siri keltirilgan. Zaboyka sifati avvalambor qo`llaniladigan zaboyka materialiga bog`liqligi aniqlangan. Ushbu materialga qo`yilgan asosiy talablar: portlashning yuqori samaradorligini ta'minlash, qo`llashda qulay, hamda zaboyka ishlarida kam tannarxlilik. Fiziko-mexanik xossasiga va gaz mahsulotlari detonatsiyasi skvajinadan oqib o`tish qarshiligi xarakteriga ko`ra hozirda barcha qo`llanilayotgan zaboykalar turini quyidagi 2 guruhga bo`lish mumkin – sochiluvchan materiallar va suyuqliklar.

Tayanch iborular: *portlash mahsuli, zaryadli bo`shliq, zaboyka, ochiq kon ishlari, qum, maydalash sexlari chiqindilari, skvajinali zaryadlar, portlovchi modda, tog` jinslarini buzish, portlash samaradorligi, zaboyka ishlarining kam tannarxliligi, fiziko-mexanik xossa, portlashning gazli mahsuli, zaboykalar turi, portlash impulsi, massiv yoriqliligi, zarbli havo to`lqini, maydalanish intensivligi, portlash ta'sirining davomiyligi, jins parchalarining sochilishi.*

Influence of a blastholes charges stemming of explosives on effectiveness of destruction of rocks is given in article. It is established that quality of the stemming, first of all, depends on the applied material. The main requirements imposed to material are: ensuring high performance of explosion, processibility, and also low cost of stemming works. On physicomechanical properties and character of resistance to the expiration from the well of light-end products of a detonation all types of stemming now in use can be broken into two groups - from loose materials and liquid.

Key words: *explosion products, charging cavity, stemming, open pit mining operation, sand, wastage of crushing shops, wells charges, explosive, destruction of rocks, effectiveness of explosion, low cost of stemming works, physicomechanical properties, light-end products of explosion, types of the stemming, explosion impulse, massif jointing, shock air wave, intensity of subdivision, duration of impact of explosion, dispersion of pieces of breed.*

Для удержания продуктов взрыва в зарядной полости, выше заряда размещается забойка, которая на открытых горных работах изготавливается из отходов дробильных цехов или песка.

Проведенные исследования [1] показывают, что забойка предотвращает потери энергии в процессе детонации ВВ, способствуя полноте детонации и высвобождению максимальной доли потенциальной энергии ВВ, а также завершению вторичных реакций в продуктах детонации, повышающих энергию взрыва, увеличивают длительность поршневого действия продуктов взрыва и длительность напряженного состояния породы под действием взрыва; способствует уменьшению количества ядовитых газов в продуктах взрыва, что очень важно для глубоких трудно проветриваемых карьеров; препятствует образованию сильной ударной волны в воздухе.

Исследованиями [1] так же установлено, что забойка плотно запирает продукты взрыва и движется как единое целое. С увеличением массы забойки увеличивается импульс, передаваемый стенкам скважины. В связи с этим стремились принимать большую длину забойки, что, в свою очередь приводит к удалению заряда от верхней части уступа и увеличению выхода негабарита. Установлено [2], что забойка не запирает плотно продукты взрыва в скважине и частицы забойки различной массы и размеров движутся с различными скоростями. Рациональная длина забойки в значительной степени определяется физико-механическими свойствами пород и трещиноватостью массива.

Исследованиями [3] установлено, что качественная забойка скважинных зарядов является важным условием интенсификации действия взрыва при отработке глубоких карьеров. Как известно, забойка оказывает влияние на эффективность взрыва: уменьшает потери энергии в процессе детонации заряда и обеспечивает более полное протекание реакции взрыва, увеличивает длительность воздействия газов взрыва на стенки скважины, в результате чего увеличивается интенсивность дробления; уменьшает силу ударной воздушной волны и в 2-3 раза разброс кусков породы.

Исследованиями [4] также установлено, что качество забойки, прежде всего, зависит от применяемого материала забойки. Основными требованиями, предъявляемыми к материалу, являются: обеспечение высокой эффективности взрыва, технологичность (удобство в обращении и возможность механизации

работ по забойке), а также низкая себестоимость забоечных работ. По физико-механическим свойствам и характеру сопротивления истечению из скважины газообразных продуктов детонации все используемые в настоящее время типы забойки можно разбить на две группы - из сыпучих материалов и жидкостные. К первой группе относятся: забойка из пластичных материалов (глиняная, песчано-глинистая, из суглинков); мелкозернистая, сыпучая забойка (песчано-гравийная, шлаковая, из отходов обогатительных фабрик-хвостов, из буровой мелочи); крупнозернистая, сыпучая забойка (щебень, смесь щебня с мелочью или песком).

Для снижения пылегазовых выбросов при взрывных работах известные способы [5] и средства подразделяются на *технологические:* применения ВВ близким к нуло кислородным балансом, взрывы в сжатой среде, увеличение высоты уступа, качественная забойка; *организационные*, предусматривающие проведение взрывов в период максимальной ветровой активности и в направлении от жилых массивов; *инженерно-технические*, такие как гидрозабойки, орошение зоны взрыва и другие, позволяющие снизить концентрацию вредных примесей образование которых не удалось предотвратить технологическими методами.

Одним из технологически осуществимых и экономически обоснованных методов борьбы с пылегазовыми выбросами с одновременным повышением эффективности взрывных работ, является использование многокомпонентных, низкоплотных смесей, в том числе пеногелей представляющий собой механические смеси гидрогелей с пенообразующими веществами, разработанные авторами работ [6].

Применение низкоплотных многокомпонентных смесей - пеногеля в условиях разрезов Кузбасса [7, 8] показывают, что пылегазовое облако образующееся над участком блока пеногелевой забойкой, примерно в два раза ниже и имело явно выраженный белый цвет, что свидетельствует о снижении концентрации ядовитых газов, запыленность снижается на 40-50 %, а для зоны оседания пыли размером от 25-50 mkm снижается до 1-1,5 km от места взрыва, т.е. в 10 раз.

Применение низкоплотных многокомпонентных смесей – пеногеля в условиях карьера Мурунтау [9] показывает, что это значительно уменьшит выбросы ядовитых газов, пыли и улучшит дробление горной массы.

Для оценки эффективности авторами работ [10] предложена новая конструкция забойки, которая была внедрена опытно-промышленными взрывами на карьерах ОАО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат». Экспериментальные исследования проводились на добычных и вскрышных уступах при рациональных параметрах взрывных работ.

Обычная забойка представляла собой в основном буровой шлам, полученный при бурении взрывных

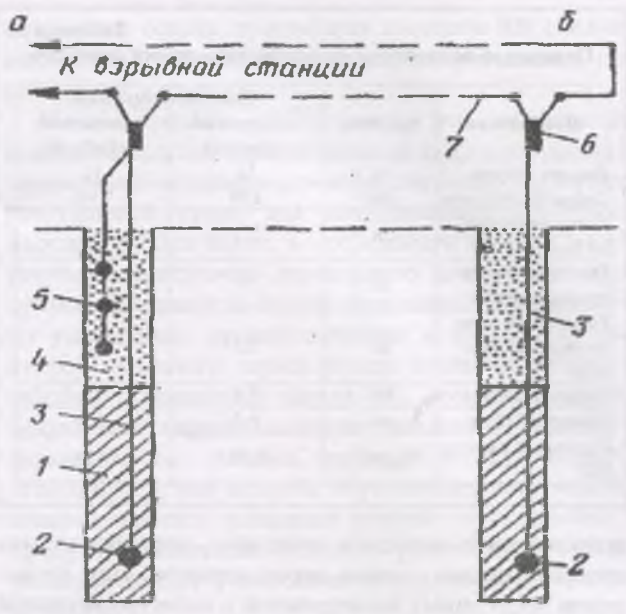


Рис. 1. Схема установки скважинных зарядов ВВ:
а-с активной забойкой; *б* - с обычной забойкой;
1 - основной заряд ВВ; 2 - боевик; 3 - ДШ; 4 - инертная забойка; 5 - заряды ВВ; 6 - электродетонатор;
7 - магистральный провод

скважин шарошечными станками. Роль экспериментальной активной забойки выполняла забойка, состоящая из трех зарядов ВВ, из патронированного аммонита № 6 ЖВ весом от 0,75 до 1,5 kg, размещаемые внутри обычной инертной забойки, масса активной забойки уменьшалась в направлении к устью скважины, схема которого приведена на рис. 1.

Расстояние между этими зарядами, а также расстояние верхнего заряда от устья скважины и нижнего от скважинного заряда принималось одинаковым и составляло примерно 2 m.

Инициирование активных забоек, расположенных внутри забоечного материала и основного скважинного заряда, осуществлялось одновременно отдельными нитями ДШ, инициируемых, в свою очередь, электродетонатором у устья взрывных скважин.

При проведении опытно-промышленных взрывов часть взрываемого блока заряжалась с применением активной забойки, а на другой части блока использовалась обычная инертная забойка. Породы взрываемых блоков были представлены плотными, трудно взрываемыми вторичными кварцитами и сиенитами. Усредненные параметры взрывов приведены в табл. 1

Анализ гранулометрического состава взорванной горной массы показал, что при наличии активной забойки выход фракций размером более 300 mm снизился в 1,5-2 раза. Степень дробления горной породы в зависимости от типа забойки приведена на рис. 2.

Автором [11] работы предложен принципиально новый вид активной забойки скважинного заряда ВВ, состоящий из флегматизированного ВВ, обладающего пониженной восприимчивостью к детонации и

Таблица 1

Основные показатели способа взрывания скважин-

Показатели	Ед. изм.	Способ взрывания	
		с инертной забойкой	с активной забойкой
Высота уступа	m	11	11
Диаметр скважин	mm	190	190
Сопротивление по подошве	m	7,7	7,7
Расстояние между скважинами	m	7	7
Расстояние между рядами скважин	m	5,3	5,3
Длина перебура	m	2,5	2,5
Длина забойки	m	6,8	6,8
Удельный расход ВВ	kg/m^3	0,51	0,51

позволяющий повысить полезную энергию взрыва при разрушении горных пород взрывом. При проведении полигонных исследований в качестве активной забойки использовалась аммиачная селитра, флегматизация которой осуществлялась в скважине при заливке ее 10-15 % воды. Установлено, что при применении ВВ со скоростью детонации менее 4000 m/s активную забойку из аммиачной селитры целесообразно флегматизировать 10 % воды, а при скорости детонации более 4000 m/s – 15 % воды.

Проведенные промышленные испытания на разрезах ПО «Экибастузуголь» показали, что применение активной забойки позволяет обеспечить равномерное дробление горной массы, снизить выход негабарита в 3 раза и более, уменьшить выход крупных фракций более 400 mm в 1,8-2,0 раза, сократить ширину развала взорванной горной массы на 6-8 m, значительно уменьшить разлет кусков горной массы при взрыве.

Применение новой конструкции скважинного заряда при заряжании скважин игданитом позволяет исключить ручной труд и осуществлять механизированное создание активной забойки, вслед за заряжанием скважин ВВ при одном наезде на скважину зарядной машиной марки МЗ-3А или МЗ-4А.

Однако при данной конструкции скважинного заряда ВВ с активной забойкой не исключается выход негабарита из верхней части уступа в следствии большого различия в скорости протекания детонации по основному заряду и части активной забойки, а так же сложности технологического выполнения активной забойки в производственных условиях.

Авторами [12-16] работы предложен принципиально новый вид активной забойки скважинного заряда ВВ. Разработанная конструкция состоит из основного скважинного заряда ВВ и активной забойки, состоящей в свою очередь, из трёх частей: верхней и нижней частей из инертного материала и между ними камуфлетного заряда из промышленного ВВ. Противодавление к взрывному импульсу основного заряда создаётся камуфлетным зарядом, взрывом которого образуется камуфлетная полость, обуславливающая возникновение эффекта запирания нижней части активной забойки и продуктов детонации основной части скважинного заряда ВВ.

Длина нижней части активной забойки определяется временем вылета забойки из скважины, зависящей от плотности материала, длины, диаметра, плотности, скорости детонации промышленного ВВ, а так же коэффициента учитывающего противодавление газов в камуфлетной полости.

Длину верхней части забойки устанавливают размером камуфлетной полости, создаваемой взрывом камуфлетного заряда, зависящего от типа, массы и глубины заложения.

Максимальная эффективность работы активной забойки достигается путём управления временем инициирования камуфлетного заряда в момент начала втекания материала из нижней части забойки и соответствуют моменту окончания развития камуфлетной полости.

Главным недостатком данной конструкции активной забойки скважинного заряда ВВ не исключается выход негабарита из верхней части уступа в следствии надёжного детонирования камуфлетного заряда ВВ в части активной забойки, а так же сложности технологического выполнения конструкции активной забойки в производственных условиях.

Основные выводы.

Предложена новая конструкция активной забойки, состоящая из трех зарядов ВВ из патронированного аммонита № 6 ЖВ весом от 0,75 до 1,5 kg, размещаемых внутри обычной инертной забойки, отличающаяся тем, что масса активной забойки уменьшается в направлении к устью скважины, расстояние между этими зарядами принималось одинаковым и составляло примерно 2 m. Главным недостатком предложенной конструкции забойки является – технологическая сложность формирования конструкции забойки и размещение внутри инертной забойки трех зарядов

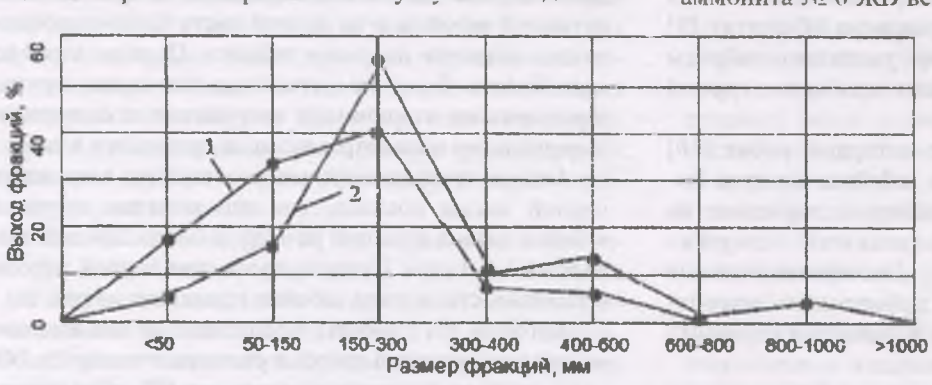


Рис. 2. Распределение гранулометрического состава по фракциям при взрыве скважинных зарядов ВВ с активной (1) и инертной (2) забойкой.

ВВ из патронированного аммонита № 6 ЖВ на расстоянии равном 2 m.

Так же, предложен принципиально новый вид забойки скважинного заряда ВВ, состоящий из флегматизированного ВВ на основе аммиачной селитры и 10-15 % воды, обладающего пониженной восприимчивостью к детонации и позволяющий повысить полезную энергию взрыва горных пород. Проведенные промышленные испытания показали, что применение активной забойки позволяет обеспечить равномерное дробление горной массы и снизить выход негабарита в три раза и более, уменьшить выход крупной фракции более 400 mm в 1,8-2,0 раза, сократить ширину развала взорванной горной массы на 6-8 m и значительно уменьшить разлет кусков при взрыве. Главным недостатком предложенной конструкции забойки является технологическая сложность перемешивания аммиачной селитры и 10-15 % воды при формировании конструкции активной забойки. Не до конца установлен механизм действия взрыва скважинных зарядов на основе простейших составов ВВ с изменяющимися детонационными характеристиками, переходящих в горения.

Исследованиями установлено, что применение всех имеющихся типов забойки не даёт возможности эффективно осуществлять передачу энергии взрыва разрушаемой среде для качественного дробления массива горных пород, в особенности верхней части уступа, недостаточно длительного воздействия продуктов детонации на стенки скважины. Исследования по управлению противодавления к взрывному импульсу основного заряда путем создания активной забойки скважинного заряда ВВ, состоящей из камуфлетного заряда, находящегося между нижней и верхней частью забойки, взрывами которого образуется камуфлетная полость, обуславливающая возникновение эффекта запирания нижней части забойки и продуктов детонации основного скважинного заряда, что приобретает в настоящее время исключительную важность.

Библиографический список

1. Друкованный М.Ф., Ильин В.И., Ефремов Э.И. Буровзрывные работы на карьерах. – М.: Недра, 1978. – 390 с.

2. Друкованный М.Ф. Методы управления взрывом на карьерах. – М.: Недра. 1973. – 415 с.

3. Бибик И.П. Выбор и обоснование параметров процессов буровзрывных работ для повышения эффективности горнотранспортного оборудования глубоких карьеров. Дисс. ... канд. техн. наук. – Навоий, 2002. – 119 с.

4. Бибик И.П., Гончаров В.В., Шеметов В.П., Косенко В.И., Лашко В.Т. Оптимизация параметров БВР за счет использования в забойке заряда ассиметричного действия // Горный вестник Узбекистана. – Навоий. 2001. – №2. – С. 47-49.

5. Сытенков В.Н. Управление пылегазовым режимом глубоких карьеров. – М.: ООО «Геоинформцентр», 2003. – 288 с.

6. Рахматулин Х.Л. О распространении волн в многокомпонентных средах. // Прикладная математика и механика. – Т., 1969. – Т. 33. – В. 4.

7. Катанов И.Б. Влияние пеногелевой забойки на эффективность взрывной подготовки пород. В кн. Научные исследования высшей школы по приоритетным направлениям науки и техники. // Электронное конференции по подпрограмме «Топливо и энергетика»:. Тез. докл. науч. конф. – М., 2002.– С. 23-25.

8. Катанов И.Б. Пеногелевая забойка взрывных скважин на открытых горных работах. // Уголь. – М., 1994. – №2. – С. 44-46.

9. Рубцов С.К., Шеметов Б.П., Бибик И.П., Исследование рациональных параметров конструкции и состава забойки скважинных зарядов в условиях карьера Мурунтау. // Горный вестник Узбекистана. – Навоий, 2002. – №1. – С. 27-29.

10. Сеинов Н.П., Жариков И.Ф., Валиев Б.С., Удачин В.Г. Об эффективности применения активной забойки // Взрывное дело. – М.: Недра, 1971. – №71(28). – С.134-139.

11. Чакветадзе Р.А. Разработка активной забойки скважинных зарядов ВВ и определение её параметров с целью повышения эффективности разрушения горных пород // Дисс. ... канд. техн. наук. – М., 1985. – 126 с.

12. Норов Ю.Д., Тухташев А.Б., Заиров Ш.Ш. Конструкция скважинного заряда ВВ с активной забойкой // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: МГГУ, 2009. – №4 – С. 175-176.

13. Гуринов С.А., Норов Ю.Д., Тухташев А.Б. Схема работы активной забойки. // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: МГГУ, 2010. – №5. – С. 132-138.

14. Гуринов С.А., Норов Ю.Д., Тухташев А.Б. Оценка эффективности активной забойки // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: МГГУ, 2010. – №5. – С. 128-131.

15. Норов Ю.Д., Бибик И.П., Тухташев А.Б., Назаров З.С. Определение времени вылета пассивной забойки при взрыве скважинных зарядов взрывчатых веществ // Горный вестник Узбекистана. – Навоий, 2010. – №2. – С. 34-36.

16. Норов Ю.Д., Мислибоев И.Т., Тухташев А.Б., Назаров З.С. Оценка эффективности активной забойки при взрыве скважинных зарядов взрывчатых веществ // Горный вестник Узбекистана. – Навоий, 2010 – №2. – С. 37-38.

УДК 622.765-52

© Арустамян А.М. 2016 г.

АНАЛИЗ ЗАРУБЕЖНОЙ ПРАКТИКИ И СНГ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ МЕДНЫХ И МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД

Арустамян А.М., исполнительный директор СП ЗАО «ИВС» (Россия), канд. техн. наук

Maqolada mis va mis-molibdenli rudalar flotatsiyasi MDH korxonalari va xorij fabrikalarida tahlil qilingan va joriy amaldagi obyektlarda erishilgan texnologik ko`rsatkichlar muhokama qilingan.

Kuzatilayotgan sezilarli darajadagi variatsiyali misni ajratib olish va ishlab chiqarilayotgan kontsentratlar sifati sabablari aniqlangan va sanoat sharoitida ohak uzatishni avtomatik tartibga solish muammolari ko`rib chiqilgan.

Tayanch iboralar: *mis, mis-molibdenli rudalar, flotatsiya, neyrotarmoqli modellashtirish, ruda sifati, rudadagi pirrotin, elektrokimyoviy oksidlash, sulfidli minerallar, temirning gidrooksid birikmasi, selektiv flotatsiya.*

In article is analyzed the practice of copper and copper - molybdenic ores flotation at foreign factories and the enterprises in the CIS, discussed the reached technological indicators on the objects currently operating.

The reasons of an observed considerable variation of copper extraction and quality of the released concentrates are established and considered the problems of automatic control of giving of a lime in the production conditions.

Key words: *copper, copper - molybdenic ores, flotation, neural network model operation, qualities of ore, pyrrhotine in ore, electrochemical oxidation, sulphidic minerals, compounds of iron, the selection flotation.*

Основной проблемой настоящего времени является существенное ухудшение рудной базы. Сегодня выработаны легкообогатимые руды с высоким содержанием металлов. Наглядный пример снижения качества руды по содержанию в ней меди приведен на рис. 1 (месторождение Эрдэнэтийн Овоо, Монголия).

Другим примером является Жезказганское месторождение (Казахстан). На рис. 2 представлены тренды изменения содержания меди в руде (α) и извлечение металла (ε).

Наблюдаются естественные годовые тренды: ухудшение качества руды и, соответственно, снижение извлечения. Отмеченные провалы по извлечению связаны с вовлечением в переработку руд, содержащих повышенное содержание окисленных форм медных минералов.

Вторым фактором ухудшения качества сырья является вовлечение в переработку более колчеданных, пирротин содержащих руд. Присутствие пирротина в руде вызывает развитие электрохимического окисления поверхности сульфидных минералов уже на стадии рудоподготовки. В результате окисления пирротина в пульпе появляются гидроксоокисные соединения железа, которые образуют комплексные соединения с собирателем, например, с ксантогенатом типа [Fe(OH)X]X , что фактически означает десорбцию собирателя с поверхности сульфидных минералов и их депрессию.

В течение 100 лет с момента зарождения селективной флотации основным методом обогащения Cu-Mo руд является флотация в известковой среде, направленная на получение Cu-Mo концентрата и пирит содержащих хвостов. Этот принцип закладывается и сегодня в основу технологии строящихся объектов. Достаточно сослаться на статью Сатаева И.Ш.

Рис. 1. Тренд изменения содержания меди в руде месторождения Эрдэнэтийн Овоо.

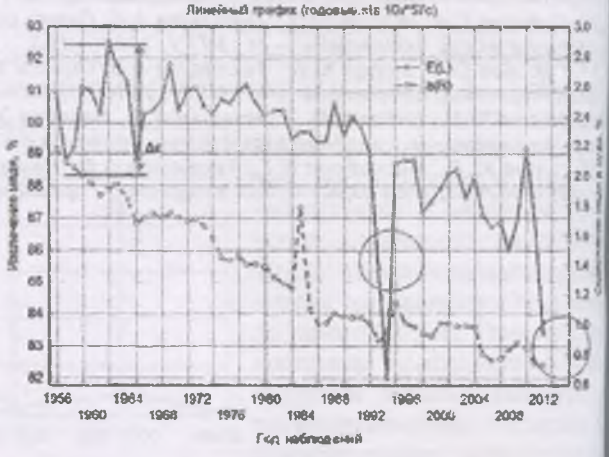


Рис. 2. Тренды изменения содержания меди в руде (α) и извлечение металла (ε) на Жезказганской обогатительной фабрике.

Таблица 1

Номенклатура и расходы реагентов в проектах новых зарубежных медных и медно-молибденовых фабрик

Мопи 50п (Канада), медно-молибденовая, Q= 10.95 t/год		Rosemont (США), медно-молибденовая, Q=20 млн t/год		GaloreCreek (Канада), медная, Q=22 млн t/год		ElGaleno(перу), медно-молибденовая, Q=20 млн t/год		Petaquilla (Панама), медно-молибденовая, Q=44 млн t/год	
Регенты	Расход, kg/t	Регенты	Расход, kg/t	Регенты	Расход, kg/t	Регенты	Расход, kg/t	Регенты	Расход, kg/t
Известь	0,5	Известь	0,71	Известь	0,65	Известь	1,72	Известь	0,652
PAX	0,055	Ксантат натрия	0,06	PAX	0,014	Ксантогенат	0,07	Ксантогенат амиловый	0,036
CYTEC 3302	0,015	Аэроактиватор Aero Promoter 8944	0,02	MIBC	0,038	Активатор A3302	0,04	Активатор A3302	0,010
MIBC	0,055	MIBC	0,005	КМЦ	0,1	MIBC	0,024	MIBC	0,07
CMC	0,005	Гидросульфид натрия	0,07	3418A		Гидросульфид натрия	0,01	Гидросульфид натрия	0,150
Керосин	0,006	Метасиликат натрия	0,08		0	Керосин	0,003	Сосновое масло	0,009
Дитопливо	0,006	Дитопливо	0,00	Флокулянт	0,02	Флокулянт	0,04	Дитопливо	0,026
Флокулянт	0,01	Flomin D-910 (Nokes) Dowfroth	0,01					NaCN Флокулянт	0,030

и Баранова В.Ф. «О мировой практике обогащения медно – порфировых руд» [1], в которой обсуждается зарубежная практика и приводится пять примеров новых объектов производительностью до 44 млн. t/год (табл. 1).

Известковая технология заложена в построенном в 2013 г. Михеевском ГОКе и проектируемой Томинской обогатительной фабрике. На известковой технологии работает монгольский гигант «Эрдэнет» и разрабатываются ТОМСом проекты строительства объектов на месторождениях Акбастау и Коскурун. И этот список является далеко не полным.

Не требуется доказательств, что такая технология автоматически предусматривает необходимость более тонкого измельчения с головы процесса, что приводит к переизмельчению легко шламующихся минералов и, прежде всего, молибденита. Известковая технология отрицательно влияет на извлечение молибдена, золота, вторичных сульфидов меди и окисленных форм (малахита, азурита, брошантита) и других ценных компонентов.

Повышенный расход извести приводит к усилению флотируемости гидрофобных минералов (серициты, хлориты), существенно снижающих качество готовых концентратов.

Анализ мировой практики флотации медных и медно-молибденовых руд. Современная практика флотации медных и медно-молибденовых руд хорошо освящена в книге BalatovicM. [2]. В книге приведены технологические показатели работы 43-х обогатительных фабрик СНГ и зарубежья. Подчеркивается, что в основном применяемый реагентный режим базируется на использовании извести и ксантогенате, хотя и отмечается, что использование извести приводит к снижению технологических показателей, особенно при значениях pH > 10. Приведенные технологические показатели в табл. 2 в графическом виде представлены на рис. 3 и 4.

На рисунках обозначены объекты, пронумерованные в табл. 2. На представленных плоскостях в координатах «ε – β» (традиционное изображение кривых обогатимости) дополнительно отмечены также два крупных месторождения Эрдэнэтийн Овоо (Монголия) и Жезказган (Казахстан) не учтенные в табл. 2. На рис. 3 просматривается тенденция улучшения технологических показателей при более низких значениях pH. Обращает на себя внимание наблюдение по Жезказганской обогатительной фабрике, работающей по безизвестковой технологии при pH < 8. Значительно более низкие технологические показатели характерны для объектов СНГ, применяющих известковую технологию и для которых характерна переработка более бедных руд (рис. 4).

Приводимые сведения в табл. 2 и на рис. 3-4 трудно интерпретируемы традиционными методами, особенно из-за вариации содержания меди в руде в диа-

Рис. 3. Проекция многофакторного пространства на плоскость в координатах «извлечение меди – содержание меди в концентрате» с нанесенными изолиниями значений pH пульпы.

Таблица 2

Технологические показатели работы обогатительных фабрик зарубежья и СНГ

Фабрика	aCu	aMoS2	bCu	bMoS2	bMo	ECu	EMoS2	pH
Canada								
Gibraltar	0,28	0,01	30	85	51	80	35	10,5
Lornex	0,35	0,01	33	85	51	84	60	9,5
Gaspe	0,66	0,02	30	90	54	89	55	10
IslandCopper	0,5	0,02	25	90	54	85	66	10,5
Brenda	0,2	0,03	25	90	54	78	82	8
GrsanisleCopper	0,43	-	25	-	-	85	-	10
USA								
UtahCopper	0,4	0,02	28	90	54	87	56	8.5
Sierrita	0,3	0,02	25	87	52,2	84	70	11
SanManuel	0,45	0,01	31	87	52,2	89	60	10,5
Morency	0,5	0,01	25	-	-	85	-	10,5
Butte	0,6	-	26	-	-	80	-	10,5
Pima	0,4	0,02	27	64	38,4	80	40	11,5
PintoValley	0,38	0,01	25	-	-	82	-	11,5
TwinButte	0,5	0,02	28	73	43,8	76	35	11
MineralPark	0,35	0,02	22	90	54	75	62	11,5
Baghdad	0,65	0,03	33	90	54	86	65	11,5
Peru (P) &Chile (C)								
SouthCopper (P)	1,1	0,02	30	87	52,2	85	38	11,5
ElSalvador (C)	0,79	0,02	29	95	57	78	60	10,8
Disputada (C)	0,8	0,01	29	80	48	84	40	10
ElCobre (C)	1,7	0,05	28	-	-	85	-	10
Sewell&Colon	1,1	0,02	29	95	57	80	42	11
Andina	1,15	0,015	28	-	-	85	-	9
Chaluahuasi (C)	1,2	-	35	-	-	88	-	10,5
PacificRimAustralia								
AcadiaHills	0,6	-	30	-	-	88	-	10
MountIsaCopper	1,02	-	25	-	-	90	-	10
DosAltos	0,42	-	28	-	-	82	-	9
Philex	0,35	-	25	-	-	90	-	8,5
Lepanto	1,5	-	30	-	-	92	-	5,6
Stonino	0,4	-	24	-	-	85	-	8,5
MarCopper	0,75	-	25	-	-	85	-	9
Balkhashi	0,4	0,015	24	85	51	85	40	11,5
Bozchshakul	0,58	0,02	18	75	45	78	56	11,5
Almalyk	0,5	0,01	19	85	51	77	40	9,5
Kadzharan	1,25	0,05	17	79	47,4	80	68	10
Agarak	1,5	0,02	18	81	48,6	79	75	9
Koundarsskoie	1,1	0,015	18	83	49,8	88	66	12
Majdanpek	0,77	0,005	26,5	-	-	85	-	10,5
KriveljBor	0,35	-	28	-	-	78	-	11
MedezBulgaria	0,35	0,011	15	65	39	81	30	10
Palabora SA	0,55	-	32,5	-	-	83	-	7,5
Komoto, Congo	4,6	-	48	-	-	82	-	7,5

пазоне 0,2-4,6 % и колеблемости приводимых значений водородного показателя в пределах pH = 5,6-12,0. Поэтому для анализа представленных данных была применена методология нейросетевого моделирования. Рассчитана обобщенная регрессионная нейронная сеть ОРНС 2:2-23-3-2:2, с выходными функциями ε и β по меди и входными переменными α и pH. Адекватность полученной модели оценивается по каналу ε (R=0,55) и по каналу β (R=0,60). Такие низкие значения коэффициентов корреляции обусловлены в результате не учтенных многочисленных факторов, и, прежде всего, различным генезисом рассматривае-

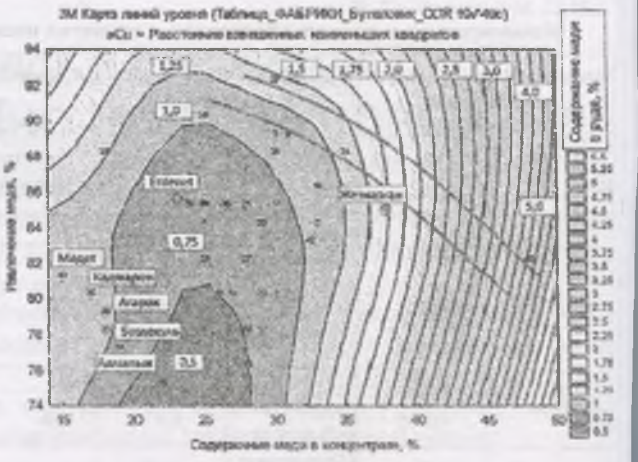


Рис. 4. Проекция многофакторного пространства на плоскость в координатах «извлечение меди – содержание меди в концентрате» с нанесенными изолиниями значений содержания меди в руде.

мых месторождений. Тем не менее, полученная модель позволила получить обобщенные функциональные зависимости, представленные графиками отклика выходных функций: извлечения меди и содержание металла в концентрате при вариации входных переменных содержания меди в руде (рис. 5) и значений pH (рис. 6).

Сложность и многофакторность исследуемого пространства исходных данных сказалась на существенной нелинейности полученных зависимостей, и, тем не менее, можно сделать однозначный вывод об отрицательном влиянии применяемой известковой технологии на технологические показатели. Отсюда следует рекомендация разработки новых технологий без применения извести при значениях pH < 8.

Многофакторность и нелинейность флотационного процесса сказались на форме кривых отклика выходных функций на вариацию входных переменных. В области высоких значений pH наблюдается зеркальное отражение кривых, характерное для классической взаимосвязи между извлечением металла и его содержанием в концентрате. Стремление улучшить качество получаемых концентратов приводит к повышению потерь металла в хвостах.

Резкое снижение технологических показателей в области руд, содержащих в руде 1,5-1,8 % меди объясняется месторождениями, в которых развивается процесс электрохимической коррозии, следствием которой является образование в пульпе гидроксокисных соединений железа, комплексующих ионогенные сульфгидрильные собиратели.

Несмотря на явные недостатки технологии флотации с применением извести эта технология остается основной в практике обогащения медных и медно-молибденовых руд [3-8].

В лабораторной и промышленной практике исследователи и операторы-технологи по-прежнему, в ос-

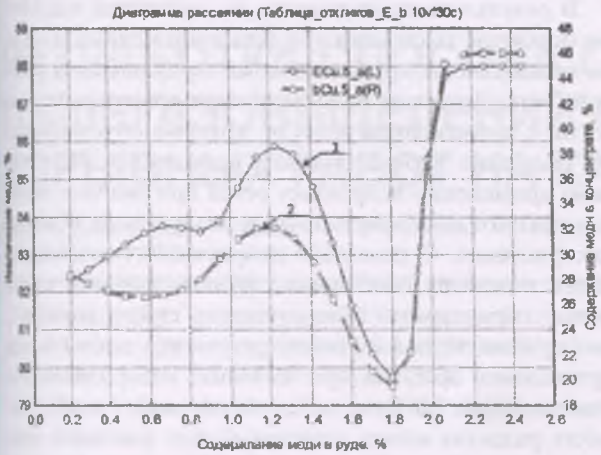


Рис. 5. График отклика выходных функций на вариацию содержания меди в руде: кривая 1- извлечение меди, кривая 2 – содержание меди в концентрате.

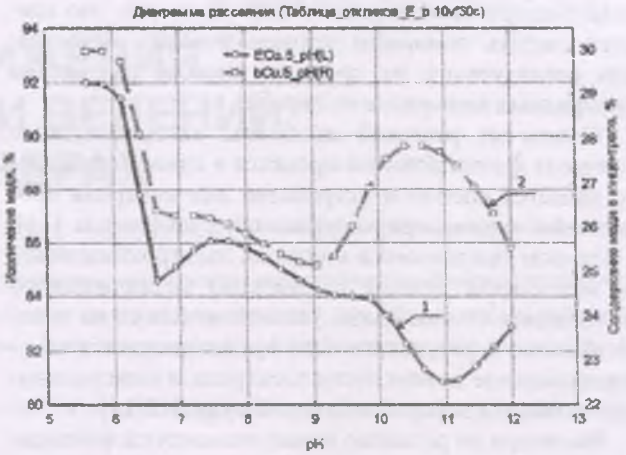


Рис. 6. График отклика выходных функций на вариацию значений pH пульпы: кривая 1- извлечение меди, кривая 2 – содержание меди в концентрате.

новном используют параметр расхода реагентов в g/t, введенный еще в начале XX века, в попытках определить оптимальный режим. Этот принцип, к сожалению, используется при разработке технологий и сегодня и находит свое отражение в самых последних публикациях [9]. Согласно этой публикации, ниже представлен рис. 7, который демонстрирует поиск оптимального расхода CaO только на базе одной пробы, предоставленной для исследования, и вопрос оптимизации промышленного процесса при переработке шихты переменного состава остается открытым.

В промышленной практике применение извести вызывает большие проблемы, связанные, прежде всего, с внедрением систем автоматического регулирования ее расхода.

Реализация автоматического регулирования расхода извести в промышленных условиях предусматривает необходимость применения pH-метрии или кондуктометрии. Однако, как показала практика, такие средства контроля в пульпе остаточной концентрации CaO не надежны и представляют значительные трудности при их эксплуатации [10].

Причинами этого являются:

- низкая чувствительность стеклянных электродов при высокой щелочности пульпы. Рассматриваемый способ флотации осуществляется при значениях pH = 12,0-12,2;

- обрастание поверхности электрода пленками $Ca(OH)_2$ и минеральными частицами перерабатываемой руды. Попытки осуществлять очистку поверхности электрода механически или с помощью промывки водой или кислотой значительно усложняют конструкцию измерительного датчика и не обеспечивают надежную эксплуатацию рассматриваемого способа флотации;

- возможность устранения обрастания чувствительного элемента за счет естественной обдирки поверхности чувствительного электрода потоком пульпы исключается из-за раскалывания стеклянного электрода;

- высокое сопротивление чувствительного элемента (более 1000 mOm) требует применения специальных иономеров с высокоомным входом и защиты соединительных кабелей и разъемов от влияния электромагнитных полей двигателей, расположенных во флотационном корпусе, и предотвращения попадания влаги, испарений и конденсации пара в арматуру, с помощью которой чувствительный элемент устанавливается в пульпу;

- осуществление рассматриваемого способа депрессии пирита с помощью CaO предусматривает предотвращение протекания реакции окисления ионов ксантогената в диксантогенид, который является коллектором (собирателем) пирита:

$$2X^- \rightarrow X_2 + 2e, \qquad (1)$$

т.е. процесс депрессии пирита зависит также от электрохимического потенциала пульпы, значение которого должно быть направлено на смещение реакции (1) в левую сторону. Этот факт не учитывается при реализации рассматриваемого процесса флотации, который реализуется на практике только с помощью контроля концентрации H^+ ионов в пульпе на основе

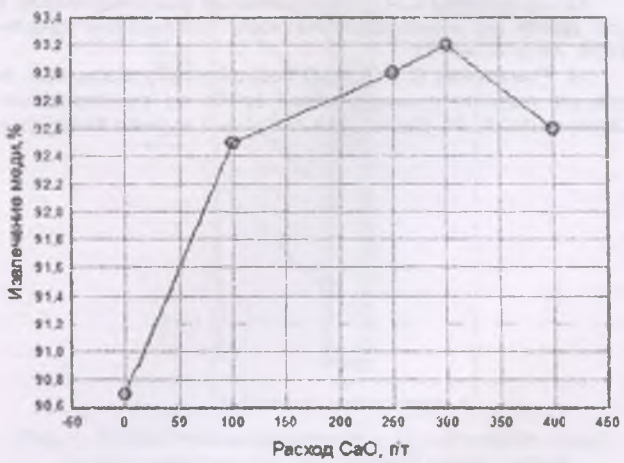


Рис. 7. Попытка поиска оптимального расхода извести по зависимости извлечения меди от расхода CaO в g/t.

селективного стеклянного электрода па pH. Это следует считать основным технологическим недостатком реализуемого на практике способа разделения сульфидных минералов от пирита.

Одним из решений проблемы автоматического контроля флотационного процесса в известковой среде является способ и устройство для контроля процесса флотации пиритсодержащих сульфидных [11], в котором предлагается контроль электрохимического потенциала пульпы с помощью металлического молибденового электрода, устанавливаемого на потоке пульпы, в результате чего предотвращается обезвесткование поверхности электрода и минеральными частицами перерабатываемой руды [12-14].

Несмотря на развитие новых технологий флотационного обогащения и разработки новых реагентов способ флотации с применением извести остается одним из самых распространенных методов. Поэтому совершенствование этого метода флотации на основе принципов его электрохимического контроля и математического моделирования процесса является актуальной задачей.

В результате проведенного исследования выделены основные тенденции при флотации медных и медно-молибденовых руд, связанные с ухудшением рудной базы. Показаны недостатки применяемых технологий с применением извести, которые обуславливают снижение технологических показателей. Обосновано применение нейронных сетей при анализе такого сложного многофакторного и нелинейного объекта как флотация. С помощью нейросетевого моделирования выявлены обобщенные функциональные связи между параметрами. Математически строго доказано, что лучшие технологические результаты достигаются при ведении процесса при значениях водородного показателя ниже 8,0. Этот вывод обосновывает необходимость развития новых технологий при флотации медных и медно-молибденовых руд. Показано, что при реализации известковой технологии в промышленных условиях, с помощью pH-метрии или кондуктометрии, бесперспективно. Поэтому совершенствование этого метода флотации на основе принципов его электрохимического контроля с помощью металлического молибденового электрода является актуальной задачей.

Библиографический список

1. Сатаев И.Ш., Баранов В.Ф. О мировой практике обогащения медно-порфировых руд (ОБЗОР). Обогащение руд. 2011. № 4. С. 45-49.

2. BalatovicM. HandbookofFlotationReagents: Chemistry, TheoryandPractice. FlotationofSulfideOres. — Elsevier. 2007. – 445 p., P. 258-261.

3. RU, патент № 2340406, кл. B03D1/00, 2008 г.

4. RU, патент № 2481410, кл. B03D1/00, 2013 г.

5. RU, патент № 2038859, кл. B03D, 1995 г.

6. RU, патент № 2539448, кл. B03B 9/06, 2015 г.

7. RU, патент № 2340405, кл. B03D1/00, 2008 г.

8. Асончик К.М., Белова В.П. Совершенствование схемы переработки медно-молибденоеой руды на Агаракской фабрике. Обогащение руд. 2010. № 1. С.20-21.

9. Отрожденова Л.А. разработка технологии обогащения сульфидной медной руды западного участка месторождения Нурказган / Л.А. Отрожденова, Ю.Э. Аккерман, В.А. Кучаев и др. Обогащение руд. 2012. №6. С. 18-22.

10. Морозов В.В., Топчаев В.П., Улитенко К.Я., Ганбаатар З., Дэлгэрбат Л. «Разработка и применение автоматизированных систем управления процессами обогащения полезных ископаемых», М.: Издательский дом «Руда и Металлы», 2013. – 512 с.

11. Евразийское патентное ведомство 201491799 A1, B03D 1/02, 2015 г.

12. Романенко С.А. Новый подход к регулированию флотационного процесса селективного отделения сульфидных минералов от пирита в известковой среде / Г.Н. Машевский, А.В. Петров, С.А. Романенкои др. // Обогащение руд. 2012. № 1. С. 12-16.

13. Романенко С.А. Регулирование флотационного процесса отделения сульфидов меди от пирита в известковой среде по электрохимическому потенциалу пульпы / А.В. Петров, С.А. Романенко и др. // Обогащение руд. 2012. № 2. С. 40-42.

14. Романенко С.А. Новый подход к регулированию флотационного процесса разделения сульфидных. Н. минералов от пирита в известковой среде по электрохимическому потенциалу / А. В. Петров, С. А. Романенко, А. С. Оленников, А. Ж. Балманова // Горный журнал Казахстана. 2013. № 12. С. 34-37.

УДК 622.235 (043.3)

© Заиров Ш.Ш., Норматова М.Ж. 2016 г.

РАЗРАБОТКА СПОСОБА СНИЖЕНИЯ ПЫЛЕГАЗОВЫДЕЛЕНИЙ ПРИ ВЕДЕНИИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРАХ

Заиров Ш.Ш., доцент кафедры «Горное дело» НГГИ, докт. техн. наук; **Норматова М.Ж.**, старший преподаватель кафедры «Горное дело» НГГИ

Karyerlardagi ommaviy portlash jarayonida chang bosishning samarasini oshirishni taminlaydigan va portlash moddalari energiyasining foydali ish koeffitsientini oshiradigan, chang va gaz ajralib chiqishini kamaytirish usuli ishlab chiqilgan.

Tayanch iboralar: *zaharli chiqindilar, atrofdagi muhit, foydali ish koeffitsienti, ekologik sharoit, chang bosish usuli, zaharli gazlar.*

The ways of pollution decrease by gas or dust during the blasting workings and increase an efficiency of explosion energy at mass explosions on pits is developed.

Key words: *harmful emissions, surrounding medium, efficiency, ecological situation, way of dust suppression, damps.*

Основными источниками вредных выбросов при открытой разработке месторождений полезных ископаемых являются буровзрывные, погрузочно-транспортные работы и отвалообразование горных пород. Причем, на долю буровзрывных работ приходится до 40 % общей массы загрязняющих веществ, оказывающих негативное воздействие на окружающую среду [1].

Рекомендуется способ повышения эффективности пылеподавления и увеличения коэффициента полезного действия энергии ВВ при массовых взрывах на карьерах. Интенсификация процесса осаждения пыли над местом взрыва и уменьшение удельного расхода ВВ позволяет уменьшить загрязнение окружающей карьер территории, что благоприятно отражается на экологической обстановке в регионе производства горных работ. Это достигается тем, что в способе пылеподавления при массовых взрывах на карьерах, включающем заполнение каждой скважины зарядом ВВ и размещение в ней герметичной оболочки, заполненной соапстоком (отходом масложирового комбината) и водой в соотношении 50:50, герметичную оболочку с соапстоком и водой размещают внутри заряда ВВ, а диаметр оболочки составляет 0,2-0,4 от диаметра скважинного заряда.

Соапсток выделяется при рафинировании растительных масел. Его состав непостоянен и зависит от качества исходного сырья. Содержание жиров и омыленных жирных кислот в соапстоках составляет 50-70 %. Эти кислоты являются более слабыми собирателями по сравнению с олеиновой кислотой, но значительно селективнее и обладают хорошими пенообразующими свойствами. Состав соапстока приведен в табл. 1.

На рис. 1 показана схема заряжания каждой скважины при реализации предлагаемого способа пылеподавления с размещением герметичной оболочки внутри верхней части заряда.

Таблица 1

Состав соапстока

Жирность (общий жир)	40-61 %
в т.ч. нейтральный жир	23-28 %
Не жировые вещества (госсипол)	3-12,5 %
Не омыляемые вещества	2-2,7 %
Фосфорсодержащие вещества	0,8-1,0 %
Внешний вид и цвет	Коричневый мазеобразный
Кислотное число	71-100 kg/KOH
Растворимость в ацетоне	80 %

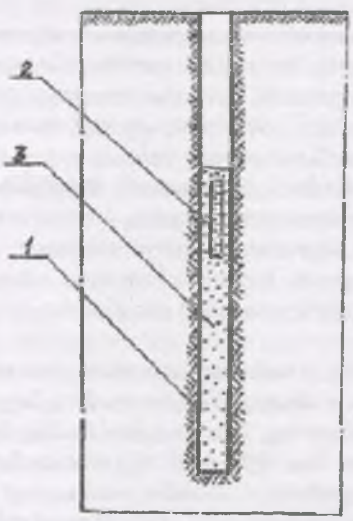


Рис. 1. Способ пылеподавления с размещением герметичной оболочки внутри верхней части заряда.
1 – взрывная скважина; 2 – герметичная оболочка с соапстоком и водой; 3 – заряд ВВ.

Данный способ осуществляют следующим образом. При взрывном дроблении массива формируют взрывные скважины *1*, каждую из которых заполняют ВВ, после чего опускают в скважину *1* посредством троса герметичную оболочку *2* с соапстоком и водой, устанавливая ее нижний торец на ВВ. Затем заполняют этим же ВВ пространство между оболочкой *2* и стенкой скважины *1*, а также пространство над оболочкой *2*, образуя проектный скважинный заряд *3*. При этом герметичная оболочка *2* с соапстоком может быть расположена в верхней части скважинного заряда *2* или ее нижний торец размещают в средней его части. Диаметр герметичной оболочки *2* с соапстоком и водой составляет 0,2-0,4 от диаметра скважинного заряда *3*. В скважинах *1* также размещают средства инициирования ВВ.

После заряжания отбойных скважин осуществляют взрыв зарядов ВВ. Продукты детонации ВВ разрушают породный массив и при этом в ближней от заряда зоне образуется сильно измельченная порода, которая в дальнейшем выносится газообразными продуктами детонации из скважины и составляет основу пылевого облака. Под давлением продуктов детонации ВВ в скважине происходит мгновенное сжатие и соответствующее этому процессу повышение температуры соапстока и воды, заключенной в герметичной оболочке.

В результате данного процесса соапсток с водой передает в качестве рабочего тела свою долю парциального давления на стенки скважины в месте расположения оболочки. Тем самым усиливается запирающий эффект на пути вылета продуктов детонации ВВ из скважины и, следовательно, большая доля энергии взрыва расходуется на полезную работу разрушения породного массива. В результате коагуляции из пылевого облака, в предложенном способе, происходит выпадение укрупненных частиц пыли, связанных между собой поверхностными силами смачивающего соапстока с водой. Освобожденное от пыли облако не загрязняет окружающую территорию. Одновременно с осаждением пыли достигается дополнительный эффект нейтрализации ядовитых газов, образующихся при взрыве. Ядовитые газы типа оксидов азота (NO_x) и окиси углерода (CO) вступают в химическую реакцию с соапстоком и водой с образованием жидкой фазы кислоты, которая также осаждается в месте взрыва. Тем самым предотвращается попадание ядовитых газов в окружающую атмосферу и исключаются кислотные дожди.

Библиографический список

1. Сытенков В.Н. Управление пылегазовым режимом глубоких карьеров. – М.: Геоинформцентр, 2003. – 288 с.

УДК 622.333.62

© Райханова Г.Е., Бакиров А.Б. 2016 г.

ЭФФЕКТИВНЫЕ МЕТОДЫ СЖИГАНИЯ УГЛЯ

Райханова Г.Е., заведующая кафедрой «Электротехника, электромеханика, электротехнология», канд. техн. наук АГМФ НГГИ;
Бакиров А.Б., ст. преподаватель «Электротехника, электромеханика, электротехнология», АГМФ НГГИ

Qattiq yoqilg`ini yoqish qurilmasida yondirish turli yo`llar bilan tashkil qilinishi mumkin: mash'alli, siklonli, qaynayotgan qavatda. Ulardan zamonaviy yirik energetikada eng tarqalgani mash'alli turi hisoblanadi. So`nggi paytlarda yoqilg`i yoqishning qaynayotgan qavatda deb nomlangan yangi turi qo`llanilmoqda. Bunda qaynayotgan qavatda gazlar harorati past holatda qoladi (800-1000 °C), metall qizimaydi va yoqilg`i mahsulotlarida azotning zarali oksidlari paydo bo`lishi kamayadi. Bundan tashqari, bu yoqish turi oltingugurt oksidlarini hosil bo`lishini neytrallash uchun qaynayotgan qavatga qattiq kiritmalarni (masalan ohaktosh) kiritish imkonini beradi.

Tayanch iboralar: *yoqish qurilmasi, siklon, yoqilg`ili granula, pelletlar, biomassa, sirulyatsiyalanuvchi qaynayotgan qavat, konvektiv kon, ilgak, chang ushlovchi uskuna, optimal harorat, zarali chiqindilar, ko`mirni boyitish, past navli yoqilg`i, yemirilish, atrof muhit.*

Combustion of solid fuel in furnace devices can be organized in various ways: torch, cyclonic, in a boiling bed. From them the most widespread in the modern large power engineering is torch. Recently the way of combustion of fuel, new to power engineering, in a so-called boiling bed finds application. At the same time temperature of gases in the fire bed remains rather low (800-1000 °C) that excludes the metal overheat and reduces formations of harmful nitric oxides in products of combustion. Besides, such way of combustion allows to enter into a boiling bed solid additives (for example, limestone) for neutralization of the formed sulfur oxides.

Key words: *the furnace device, cyclone, fuel granules, pellets, biomass, the circulating boiling bed, the convective mine, illumination, pollution inventory, optimum temperature, harmful emissions, coal preparation, low-grade fuel, an erosion, a surrounding medium.*

Уголь составляет около 85% мировых ресурсов органического топлива, поэтому разработка и использование чистых технологий добычи и переработки угля является первостепенной задачей во всем мире. На долю угля, по данным Международного энергетического агентства (МЭА), приходится около 40 % мирового производства электроэнергии. С каждым годом спрос на него, особенно в развивающихся странах, продолжает расти. При этом из всех энергоносителей потребление угля растет наиболее стремительно. Замена угля другими источниками энергии осуществляется слабо из-за высокой себестоимости последних и ограничений, связанных с их поставками. Однако рост мощностей угольной энергетики влечет за собой экологические проблемы. Уголь считается самым "грязным" энергоносителем. Причем значительный вред окружающей среде наносится как при его добыче (загрязнение наземных водных источников и подземных вод, превращение плодородных земель в терриконы), так и при сжигании. Следовательно, необходимо ускорить разработку и повсеместное внедрение технологий, которые уменьшат негативное воздействие на окружающую среду от использования угля уже в самом ближайшем будущем. МЭА в настоящее время определены четыре группы чистых технологий использования угля, которые могут резко сократить выбросы парниковых газов - улучшение качества угля, повышение производительности существующих электростанций, усовершенствованные технологии и технологии с близким к нулю уровнем выбросов загрязняющих веществ. Эффективность электростанций на угольном топливе в мире составляет около 35%, но у наиболее передовых станций этот показатель может достигать 47%. Таким образом, эффективность большинства электростанций намного ниже потенциала передовых технологий. А ведь повышение теплового КПД до 40% снижает выбросы CO_2 на 22%. Повышения эффективности ТЭС можно достичь за счет их модернизации и внедрения новых технологий [1].

Использование топливных гранул на электростанциях.

В Европе и Северной Америке на теплоэлектростанциях, где основным видом топлива является уголь, в последние годы все чаще используют для совместного сжигания биомассу, в основном древесные топливные гранулы (пеллеты). В связи с этим рынок промышленных пеллет в Европе вырос за прошлый год более чем на 30%. Несмотря на низкую стоимость угля в сравнении с природным газом и печным топливом (мазутом) даже в пересчете на 1 kW·h выработанной энергии, при использовании угля в качестве топлива для выработки энергии существует немало проблем. Основная из них - высокий уровень выбросов от сжигания - газообразных и твердых (золы). В большинстве стран действуют жесткие требования к уровню выбросов, допустимых при сжигании угля. В странах ЕС применяются жесткие штрафные санкции к ТЭЦ, превышающим нормы (вплоть до 50 евро за каждый выработанный MW электроэнергии в h). Выход из этой ситуации - использование различных фильтров (например, электрофильтров) в газоходах котлов либо сжигание угля в виде водоугольных суспензий (водоугольное топливо). В последнем случае из-за низкой температуры горения угля существенно (до 70 %) снижаются выбросы оксидов NO_x. Зола, которая образуется при сжигании угля, в ряде случаев может быть использована в строительной индустрии. Так же удаление золы происходит в большинстве случаев методом гидрозолоудаления, что затрудняет ее погрузку для транспортировки и дальнейшего использования. Одной из современных технологий, обеспечивающих значительное сокращение выбросов, является совместное сжигание углей и твердых видов топлива из растительной биомассы (древесные гранулы и брикеты, агрогранулы и брикеты из отходов АПК, например, из соломы, лузги подсолнечника и других культур).

Технические решения.

Существует несколько способов совместного сжигания угля и биомассы (в частности, пеллет): прямое совместное сжигание, непрямое совместное сжигание, параллельное сжигание. Прямое совместное сжигание означает одновременную подготовку, измельчение и подачу угля и биомассы в котел. Непрямое совместное сжигание включает раздельную подготовку угля и измельчение биомассы. Параллельное совместное сжигание подразумевает сжигание угля и биомассы в отдельных котлах. Существует также метод газификации, его суть в первоначальной газификации биомассы и подаче в котел генераторного газа (этот вариант подходит для использования сырья с большой влажностью, например, для древесной щепы). При модернизации оборудования электростанций для совместного сжигания решается ряд технических вопросов, основные из которых: чем следует дооборудовать котлы, как осуществлять подготовку и подачу биомассы в котел. В современных ТЭЦ (мощностью от 200 до 1000 MW), как правило, применяется метод пылевого сжигания. Для совместного пылевого сжигания специальная установка измельчает пеллеты и уголь в мелкую сухую массу и смешивает их. При прямом сжигании такая масса с помощью пневматики из установки для измельчения подается прямо в котел. Помимо промышленных пеллет из древесины, используются также другие виды биомассы - как пеллетированные, так и в не переработанном виде (например, тюкованная солома).

Эффективное сжигание.

При рассмотрении перспектив использования твердого топлива, в частности, для энергоблоков нового поколения, одним из основных вопросов является его эффективное сжигание. Под последним в первую очередь понимается выполнение двух требований: сжигание должно быть полным, то есть эконо-

мичным, и оно не должно приводить к высоким выбросам вредных веществ (в первую очередь оксидов серы и азота). Длительное время для сжигания использовался и продолжает использоваться так называемый факельный метод, при котором смесь мелкоразмолотого угля и горячего воздуха непрерывно подается в зону горения, поддерживая горящий факел, являющийся источником лучистой и тепловой энергии для нагрева рабочего тела. Для выполнения указанных выше требований разработан и внедрен в практику целый ряд режимных и конструктивных мероприятий, которые, тем не менее, не могут решить проблему в полной мере. Поэтому последние 15 лет ведутся поиски экологически чистых технологий сжигания широкой гаммы твердого топлива, особенно энергетического твердого топлива низкого качества и биомассы при совместном сжигании. В числе таких технологий технология сжигания твердых видов топлива в циркулирующем кипящем слое при атмосферном давлении.

Котлы с циркулирующим кипящим слоем.

Огромный интерес представляет использование на ТЭЦ оборудования, предназначенного для сжигания твердого топлива в циркулирующем кипящем слое (ЦКС). Теоретической основой функционирования котлов с ЦКС является представление о кипящем слое. Если в некоторой камере установить решетку, на которую поместить слой угля, и к решетке подать в небольшом количестве воздух, то после предварительного разогрева слоя начнется горение топлива с поверхности с выделением газообразных продуктов сгорания. При восполнении сгорающего топлива на решетке будет поддерживаться горящий фиксированный слой, то есть будет осуществляться так называемое слоевое сжигание твердого топлива. Если увеличивать подачу воздуха под решетку, то частицы топлива, находящегося на решетке, окажутся под сильным напором воздуха, который будет противодействовать силе тяжести, действующей на каждую частицу топлива. При определенной скорости воздуха частицы топлива окажутся во взвешенном состоянии в подъемном потоке воздуха, а толщина горящего слоя увеличится. При возрастании скорости воздуха в слое появятся отдельные пузыри воздуха, и толщина слоя еще увеличится. Этот так называемый пузырьковый кипящий слой ведет себя так, как ведет себя кипящая жидкость, отсюда и название метода: сжигание в кипящем слое. При еще большем напоре воздуха подъемная сила, действующая на частицы топлива, оказывается настолько большой, что эти частицы не успевают сгорать и вырываются из кипящего слоя.

При дальнейшем увеличении расхода воздуха видимый слой исчезает и во всем объеме камеры происходит горение скопления частиц топлива с интенсивным перемешиванием. Большее количество частиц топлива не успевает сгореть и выносится из камеры. На их пути устанавливают циклон - цилиндрический сосуд, в котором продукты сгорания отделяются от несгоревших частиц. Продукты сгорания направляются во вторую часть котла - конвективную шахту для нагрева рабочего тела (воды и пара), а несгоревшие частицы движутся в закрученном потоке, отбрасываются к стенкам, падают вниз и снова направляются в камеру горения. Это и есть циркулирующий кипящий слой. Главная его особенность состоит в том, что объем циркулирующего материала в сотни раз превышает объем подаваемого в камеру воздуха. Имеется целый ряд схем, реализующих технологию ЦКС.

Рассмотрим одну из них. Уголь из бункера направляется на воздухораспределительную решетку топки, под которую для горения подается горячий воздух. На нее же из другого бункера поступает известняк, который вступает в химическую реакцию с серой, связывает ее и в дальнейшем вместе с сухой золой отводится из котла. Таким образом, исключается попадание серы в дымовые газы и затем в воздушный бассейн. Образующийся кипящий слой передает часть своей теплоты рабочему телу, движущемуся в экранах, которыми облицованы стены топки. Из верхней части топки смесь продуктов сгорания и частиц топлива, не сгоревших в кипящем слое, направляется в циклон, где происходит отделение частиц несгоревшего топлива от продуктов сгорания. Несгоревшие горячие частицы смешиваются с частицами свежего топлива, и эта смесь поступает в горящий кипящий слой топки. Продукты сгорания направляются в конвективную шахту, в которой расположены другие поверхности нагрева рабочего тела: конвективный первичный и промежуточный пароперегреватели, экономайзер, воздухонагреватель. На выходе из конвективной шахты из продуктов сгорания удаляется летучая зола, и затем они поступают в электрофильтры для удаления остатков летучей золы, после чего направляются в дымовую трубу для рассеивания в верхних слоях атмосферы.

Одна из основных идей, реализуемых в котлах с ЦКС, состоит в том, что температура кипящего слоя невысока - 820-900 °С. При такой температуре образование окислов азота идет очень медленно. Заметим, что в факельных пылеугольных топках температура горения достигает 2000 °С. В свою очередь, низкая температура горения обеспечивается большими размерами частиц угля (от 2 до 25 mm) и их разобщенностью в кипящем слое, в отличие от процесса пылеугольного сжигания, при котором размер пылевых частиц - примерно 200 mkm.

Другая важная идея - многократная циркуляция горячей смеси золы, известняка и сравнительно небольшого количества подводимого свежего топлива. Это обеспечивает не только хорошую сероочистку продуктов сгорания, но и существенно интенсифицирует процесс сжигания. У технологии сжигания в котлах с ЦКС имеется ряд важных преимуществ по сравнению с широко применяемым традиционным факельным сжиганием. Она обеспечивает: эффект

ное сжигание низкокалорийных, высокозольных видов топлива, а также топлива с малым выходом летучих, что определяется стабильной температурой в топке, длительным временем нахождения коксозольного остатка в реакционной зоне. В результате достигается значительная экономия вспомогательного топлива, так как исключается:

- подсветка мазутом или газом;
- возможность сжигания топлива различного качества в одном и том же котле;
- возможность использования упрощенной схемы подготовки топлива;
- отсутствие необходимости в пылеприготовительном оборудовании;
- высокие динамические характеристики;
- быстрый пуск котла из «горячего» состояния;
- эффективное (более 90%) связывание оксидов серы путем относительно дешевого способа подачи известняка в топку при оптимальной температуре слоя около 870°С и длительном времени нахождения частиц известняка в реакционной зоне;
- низкие выбросы оксидов азота (менее 200-300 mg/nm^3) без использования специальных средств азотоочистки, которые обусловлены низкой и стабильной температурой слоя и надслоевого пространства при организации ступенчатого подвода воздуха;
- возможность использования низкосортного топлива (зольностью до 65%), например отходов углеобогащения;
- эффективная работа котлоагрегата в широком диапазоне нагрузки (от 20 до 100%) установленной мощности оборудования;
- соблюдение жестких требований по выбросам вредных веществ в окружающую среду [2].

Технология кипящего слоя в энергетических установках (установках тепловой мощностью 50 MW и более) стала широко использоваться с середины 70-х годов прошлого века в результате ожесточающихся норм вредных выбросов. Необходимо отметить, что в последнее время в Западной Европе, особенно в Скандинавских странах, все активнее используются разные виды биомассы для получения тепла и энергии. Наиболее перспективной считается технология кипящего и циркулирующего слоя при совместном сжигании биомассы, а также промышленных и муниципальных отходов в смеси с углем. Это позволяет эффективно утилизировать используемые отходы и снизить нагрузку на окружающую среду. Немаловажным является также то обстоятельство, что в этом случае можно не использовать добавки инертного материала (используется зола угля) и уменьшить расход известняка при том же содержании серы в угле (за счет разбавления дымовых газов) [3].

Развитие мировой энергетики сегодня происходит на фоне изменения топливно-энергетического баланса в сторону угольной составляющей и совместного сжигания угля и биомассы. В связи с этим все актуальнее становится широкое использование чистых угольных технологий. Одной из таких технологий является способ сжигания горючих материалов в кипящем слое. Применительно к углю способ позволяет эффективно и экологически безопасно сжигать угли разного качества, в том числе низкосортные, и отходы углеобогащения. Технология привлекательна также возможностью создания компактного топочного оборудования и автоматизации топочного процесса. Вместе с тем эффективность сжигания угля в кипящем слое зависит от выполнения определенных требований к топливу и самому процессу. К таким требованиям относятся, например, сортировка угля, стабильность свойств и расхода при подаче в топку, равномерность подачи угля на площадку слоя, параметры ведения топочного процесса - температура слоя, скорость псевдоожижения, давление в топке. В связи с этим актуальным становится совместное сжигание угля и древесных топливных гранул (пеллет), которые полностью отвечают вышеизложенным требованиям к качеству топлива при сжигании в кипящем слое.

Кроме отмеченных выше достоинств котлов с ЦКС, можно отметить и ряд других. В таких котлах эффективно сжигаются некачественные виды топлива: угли с высоким содержанием породы, которые в ЦКС играют роль циркулирующего наполнителя слоя; угли с высоким содержанием золы и влаги, а также трудно зажигаемые виды топлива (с малым выходом легковоспламеняющихся летучих газов). Перед подачей в топку ЦКС топливо не требует мелкого размола (достаточно дробления), что исключает необходимость угольных мельниц и улучшает экологическую обстановку на ТЭС. Отсутствие отдельных серо и азотоочистки (в котлах с ЦКС они органически включены в процесс горения) обеспечивает компактность этих котлов, что весьма удобно для реконструкции действующих ТЭС. Вместе с тем по сравнению с пылеугольными котлами у котлов с ЦКС более сложная конструкция, они больше подвержены процессам разрушения (эрозии поверхностей нагрева запыленным потоком), у них повышенный расход электроэнергии на привод высоконапорных вентиляторов для подачи воздуха в зону горения и создания кипящего слоя. Технико-экономические оценки показывают, что себестоимость электроэнергии, вырабатываемой с помощью котлов с ЦКС в энергоблоках 150-200 MW, а также уровень капитальных затрат, затрат на топливо, обслуживание и ремонт - на уровне аналогичных показателей для пылеугольных котлов с сероочисткой. Как показывает мировой опыт, затраты на ремонт и обслуживание котлов с ЦКС и вспомогательных систем, как правило, ниже, чем затраты на ремонт и сервис котлов факельного сжигания с азото и сероочисткой. Область применения котлов с ЦКС - сжигание низкосортных твердых видов топлива при паропроизводительности до 250 t/h как на новых ТЭС, так и на станциях, проходящих модернизацию. В мировой практике нашли широкое применение котлы с топкой кипящего слоя разной

мощности. Сейчас в разных странах эксплуатируются более 200 энергетических котлов с ЦКС (в том числе действует энергоблок мощностью 250 MW) для сжигания каменных и бурых углей разных месторождений. В настоящее время ввиду изменений в топливной конъюнктуре и повышения требований к выбросам с продуктами сгорания интерес к использованию таких котлов растет.

Этот вопрос созрел и в индивидуальном секторе. Очень широкое распространение получило водяное отопление. Производители котлов стремятся сделать котел дешевым и долговечным, поэтому стенки котла, где происходит горение, делают водоохлаждаемыми. То есть, котел одновременно является и частью теплообменника и не прогорает, так как температура стенок котла равна температуре воды в котле (около 80 °С). Для того чтобы котел работал с высоким КПД (около 95%), необходимо в топку подавать строго выверенное количество кислорода: не больше и не меньше. Если подать меньше, не будет полного сгорания; если больше, лишний воздух просто нагреется и уйдет в трубу, унося тепло и снижая КПД. Количество воздуха должно быть пропорционально количеству выделившихся газов.

В существующих бытовых котлах нет механизмов контроля над правильностью процесса горения. Автоматика отслеживает температуру и пытается ее регулировать, меняя подачу воздуха. Когда температура в котле повышается, выделяется больше газов. Для их полного сгорания нужно больше кислорода, но автоматика как раз снижает поддув, чтобы уменьшить интенсивность горения. В итоге выделившиеся газы улетают несгоревшими, даже если кислорода достаточно, это еще не означает, что вся газовая фаза сгорит полностью: нужна еще высокая температура на всем пути горения, а он составляет более 1 m. В существующих же котлах уже через 20–40 sm газы ударяются о холодные стенки котла, обтекая холодные стенки теплообменника, они частично гаснут и уносятся в трубу. Мы сами не дали им полностью сгореть, в итоге не только получили грязный дым, но и пустили «в трубу» часть угля. Второй продукт неполного сгорания – сажа. Во время горения комочки угля раскаляются, и в них происходят микровзрывы и отстрел искр; то же самое мы видим, когда горят хвойные дрова. Искра – это мельчайшая частичка угля, в основном углерод и зола. Углерод горит при температуре более 800°С. Ударяясь об водоохлаждаемые стенки, эти частички сразу гаснут и оседают на теплообменнике в виде сажи. Чтобы выйти из этого положения нужно разнести процесс горения и теплообмена, дать углю время сгореть полностью. Решения не простое, такой котел нужно построить из специальных жаростойких материалов. Конечно, он стоит гораздо дороже традиционных бытовых котлов, но если этого не сделать, из трубы будет идти дым, а топливо сгорать не полностью. Таким образом, проблема дыма кроется не в угле, а в способе его сжигания.

Библиографический список

1. Скалкин Ф.В и др. Энергетика и окружающая среда. –Ленинград: Изд-во Энергоиздат 1981. 166-167 с.

2. Резников М.И., Липов Ю.М. Паровые котлы тепловых электростанций. –Москва: Изд-во Энергоиздат 1981. 22-23 с.

3. Теплоэнергетика и теплотехника: Общие вопросы. Справочник. Под общ. ред-ей. В.А Григорьева., В.М. Зорина-Москва Изд-во Энергоиздат 1980. 474-475 с.

УДК 622.26

© Наимова Р.Ш. 2016

ОБОСНОВАНИЕ ПЕРСПЕКТИВНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ВСКРЫШНЫХ ПОРОД КАРЬЕРА МУРУНТАУ В КАЧЕСТВЕ РЕЗЕРВНОГО СЫРЬЕВОГО ИСТОЧНИКА

Наимова Р.Ш., доцент кафедры «Маркшейдерское дело и геодезия» ТГТУ

Maqolada Muruntog' konida ochilgan jinslarni kelajakda ashyo manbalarni rezerv sifatida foydalanish masalalari ko'rsatilgan.

Tahlil natijasida konni boshlang'ich qazish jarayonida yuqori sifat ko'rsatgichiga ega bo'lgan ruda qayta ishlashga yuborilib, nisbatan sifati kichik bo'lgan rudaga zabalns sifatida qaralib omborlarda yig'ilgan. Shuning uchun ham massasi ag'darmalarida yig'ilgan xom ashyo bugungi kunda tarkibida oltin bo'lgan ashyo sifatida ma'lum darajada qiziqtirib u qayta ishlab qo'shimcha oltin olishga yaroqli deb hisoblanadi.

Tayanch iboralar: *karyer sifat ko'rsatgichiga, tog' jinslar, fizik-mexanik xususiyatlar, ruda, kon chuqurligi, kon massasi, tog' jinsining ichki ishqalash koeffitsienti, ag'darmalarida, ruda sifati, solishtirma og'irligi.*

In given article questions of perspective use вскрышных breeds of open-cast mine Muruntau as a reserve raw source are reflected.

On the basis of the analysis it is established, that ore of the raised quality, and ore went to an initial stage of development of a deposit for processing more poor quality concerned to zabalns to stocks and collected in warehouses. Therefore the mountain weight saved up in sailings for today represents certain interest as золотосодержащее raw materials, essentially suitable for industrial processing for the purpose of reception of additional quantity of gold.

Key words: *quarry, depth, rocks, physico-mechanical properties, certain, depth of works, engineering structure, the factor of stability, reserve, grip rocks, the weight of the array.*

Снижение среднего содержания в перерабатываемой руде по мере отработки запасов месторождения Мурунтау при одновременном росте затрат на добычу, заставило обратить пристальное внимание на вовлечение руд в переработку золотосодержащих вскрышных пород, не представлявших ценности до определенного этапа освоения месторождения. В настоящее время ситуация изменилась, поскольку перспектива горно-перерабатывающего комплекса на базе этого месторождения в значительной степени определяется возможностью использования таких пород, не только накопленных за последние 45 лет существования карьера в отвалах, но и намечаемых к извлечению в будущем. Поэтому потенциально вскрышные породы рассматриваются в качестве резервного сырьевого источника. Естественно, что такие источники сырьевых ресурсов требуют изучения и разработки новых технических решений и приемов для их освоения.

Для получения быстрой отдачи при строительстве карьера в начальный период освоения месторождения на переработку направляли руду повышенного качества, а руда более низкого качества относилась к забалансовым запасам и накапливалась на складах. При этом ориентация на переработку забалансовых руд с последовательно уменьшающимся содержанием была принята в качестве перспективного направления в развитии горно-перерабатывающего комплекса на базе месторождения Мурунтау практически с самого начала его существования. Для этого уже в первые годы в карьере Мурунтау велись раздельная добыча и складирование товарной и забалансовой руды и вскрышных пород.

Распределение извлеченного минерального сырья на месторождении Мурунтау представлено на рис. 1.

Технология вовлечения в переработку забалансовой руды различного качества отработана, поэтому в настоящее время возникла необходимость для оценки вскрышных пород в качестве потенциальной сырьевой базы перерабатывающего завода.

По пространственному положению, вещественному составу и технологическим признакам вскрышные породы карьера могут быть разделены на две группы: вскрышные породы в контурах рудной зоны (внутренняя вскрыша) и вскрышные породы за контуром рудной зоны (внешняя вскрыша). В процессе разработки месторождения эти породы складировались бессистемно, а среднее содержание золота в отвалах составляет 0,35 g/t [1]. Таких пород к настоящему времени накоплено ~ 2000 млн. t, а сформированные из них техногенные массивы представляют собой типичные техногенные месторождения с характером распределения золота, соответствующему в первом приближении к его распределению в складах забалансовой руды.

Поэтому накопленная в отвалах горная масса представляет определенный интерес как золотосодержащее сырье, принципиально пригодное для промышленной переработки с целью получения дополнительного количества золота.

В настоящее время площадь, занимаемая складами и отвалами, составляет 13,5 km², а их высота варьирует от 35 m до 180 m.

Объёмная масса разрыхленных пород в начальный период отсыпки отвалов составляла 1,73 t/m³, а затем в результате слеживания возросла и достигла 1,90-1,96 t/m³.

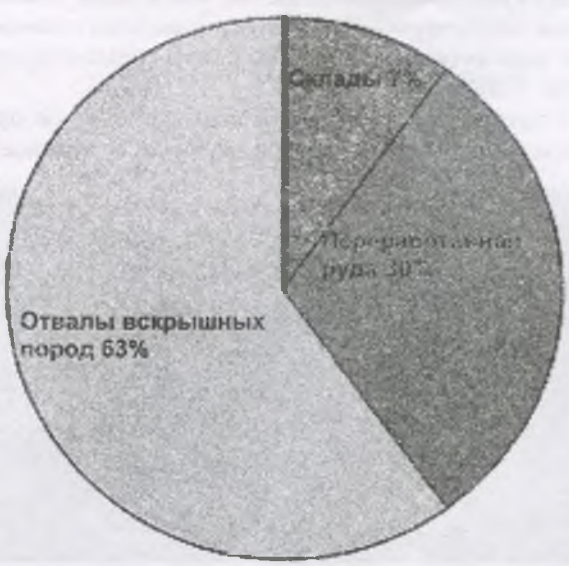


Рис. 1. Распределение извлеченной горной массы карьера Мурунтау.

По вещественно-минералогическому составу отвалы сложены обломками: кварцевослюдистых сланцев-40 %; углеродистых алевролитов-18%; углеродисто-слюдистых сланцев-7%; полевошпат-кварцевых метаалевролитов и песчаников-27%; кварца-8%.

По минералогическому составу породы в отвалах и складах представлены кварцем (54,8%), альбитом (7%), калиевым шпатом (9,8%), биотитом (6,3%), хлоритом (2,5%), серицитом (3%), карбонатом (3,3%), сфеном (0,98), пиритом (1,34%), арсенопиритом (0,41%).

Вторичные изменения в отвалах (окисление сульфидов, образование вторичных минералов) обнаруживаются уже после трех лет хранения пород, а после 15-20 лет воздействием кислорода воздуха и атмосферных осадков в них окисляется до 70 % сульфидов, появляются новообразованные глинистые минералы. Отвалы приобретают горизонтальную слоистость с буро-серым оттенком разной интенсивности.

Отвалы карьера Мурунтау формируются с использованием автомобильного, и конвейерного транспорта (рис. 2).

При этом в них направляется горная масса из различных зон карьера, каждая из которых характеризуется определенным распределением содержания и особенностями технологических свойств горной массы. Сложность отработки таких отвалов и складов обусловлена также тем, что в них нет присущих природным месторождениям слоев, жил и зон, придающих закономерный характер распределению полезного компонента.

Изучение гранулометрического состава породы в отвалах при автомобильном и конвейерном транспорте показало, что доля кусков размером −20 mm, +20÷ −200 mm; +200÷ −400 mm и +400 mm в них различна. Это объясняется тем, что породы и руды, транспортируемые конвейерами, предварительно дробятся, поэтому куски размером более 400 mm в таких отвалах почти отсутствуют. Кроме того, происходит изменение доли кусков мелких (− 20 mm) и средних кусков (+20÷ −200 mm).

Структурные особенности строения отвалов предопределяют оценки технологической возможности

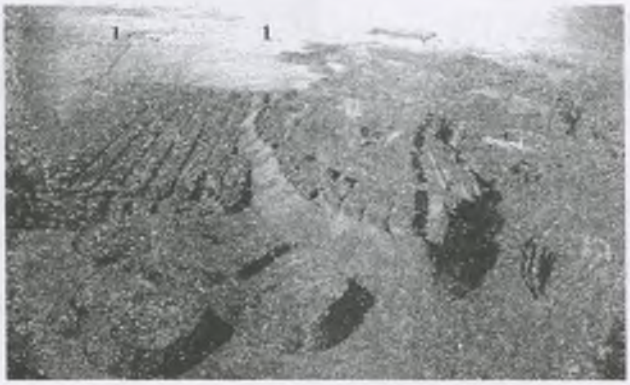


Рис. 2. Конвейерные (1) и автомобильные (2) отвалы карьера Мурунтау.

их селективной отработки для дополнительного получения кондиционной рудной массы. При этом требуется решить следующие задачи:

- изучить гранулометрический состав пород в отвалах, сформированных с использованием разных технологий транспортирования;
- оценить распределение золота в отвалах;
- оценить количество кондиционной рудной массы в отвалах;
- рассмотреть особенности формирования отвалов с использованием различной технологии ее транспортирования;
- рассмотреть технологию разработки отвалов в зависимости от технологии их формирования.

Оценка качества рудной массы, потенциально пригодной для переработки в качестве резервного сырья, базируется на зависимости ее количества в автомобильных отвалах и отвалах ЦПТ от бортового содержания. Статистическая обработка результатов опробования показала, что в недрах содержание золота в вскрышных породах распределено по логарифмическому закону, а в отвалах – приближается к нормальному закону (рис. 3). При этом следует отметить, что в автомобильных отвалах золото распределено более контрастно ($к_{равн}$= 1,65) по сравнению с конвейерными отвалами ($к_{равн}$=1.14). Такие различия объясняются тем, что конвейерный транспорт обладает повышенными усреднительными способностями по сравнению с автомобильным транспортом. При этом при бортовом содержании 0,5 у/с выход резервной рудной массы предварительно оценивается в 25 ÷30%, а при его снижении до 0,4 в 35÷40%.

Естественно, что разная степень усреднения рудной массы требует разных подходов к разработке таких отвалов, а полученные данные позволяют рассматривать отвалы в качестве техногенных месторождений, требующих такого же подхода как к месторождениям природного происхождения.

Анализ геологического строения и технологии открытой разработки месторождения Мурунтау, а также методов формирования складов и отвалов позволяет сделать следующие выводы.

Месторождение характеризуется сложным строением и высокой изменчивостью параметров рудных тел.

В карьере Мурунтау ведется селективная выемка и раздельное складирование горной массы с различными потребительскими свойствами. При этом в один и тот же отвал или склад может укладываться горная масса из разных зон карьера и с разными технологическими и потребительскими свойствами.

Сложность строения месторождения и принятая технология горнотранспортных работ обусловливают сложное строение складов и отвалов. Поэтому для их эффективной разработки целесообразно проведение геологоразведочных работ и технологическое картирование. При этом следует иметь в виду, что более

простое строение имеют склады забалансовой руды, а более сложное - отвалы, то есть, сложность внутреннего строения техногенных минеральных образований карьера Мурунтау находится в обратной зависимости с содержанием золота уложенной в горной массе.

При выборе технологии разработки складов и отвалов карьера Мурунтау следует учитывать сложность их внутреннего строения.

Изложенный методический подход к выбору технологии разработки техногенных минеральных образовании карьера Мурунтау апробирован при реализации технологии кучного выщелачивания. В частности, при изучении склада забалансовой руды мощностью отложений 37 m было установлено, что его внутреннее строение позволяет вести валовую выемку с внутризабойным усреднением, поскольку участки некондиционной руды имеют мощность не более 1,5÷2,0 m при площади от 10÷15 до 40÷50 m^2. Такое усреднение было реализовано в результате разработки склада наклонными слоями (угол наклона до 25°) на всю высоту с помощью бульдозеров, что позволило поддерживать среднее содержание в руде на заданном уровне в течение всего срока отработки склада.

При изучении склада забалансовой руды, соответствующей по качествам пород внутренней вскрыши, (мощность отложений 50 m) было установлено, что мощность некондиционных включений достигает 3-5 m при площади до 500 m^2. Поэтому разработку такого отвала следует вести селективно горизонтальными уступами высотой 5 m.

Таким образом, опыт, накопленный при освоении техногенных минеральных образований карьера Мурунтау, позволяет сделать вывод о том, что к разработке таких образований следует подходить так же, как и к месторождениям природного происхождения (эксплуатационная разведка, изучение технологических и потребительских свойств горной массы, технологическое картирование, определение способа выемки кондиционного сырья, выбор параметров уступов и горно-транспортного оборудования).

Особенности формирования отвалов с использованием различной технологии транспортирования проявляются не только через усреднение содержания в уложенной рудной массе, но и через сегрегацию пород в процессе формирования отвалов, которая возникает в процессе их перемещения по отвальному откосу. Учитывать сегрегацию пород при выборе технологии разработки тем более необходимо, так как установлена прямая зависимость содержания золота от крупности кусков [2].

Исследованиями установлено, что при отвалообразовании с использованием автомобильного транспорта сегрегация пород по крупности проявляется незначительно. Также установлено, что при конвейерном транспорте сегрегация скальной горной массы в отвалах ярко

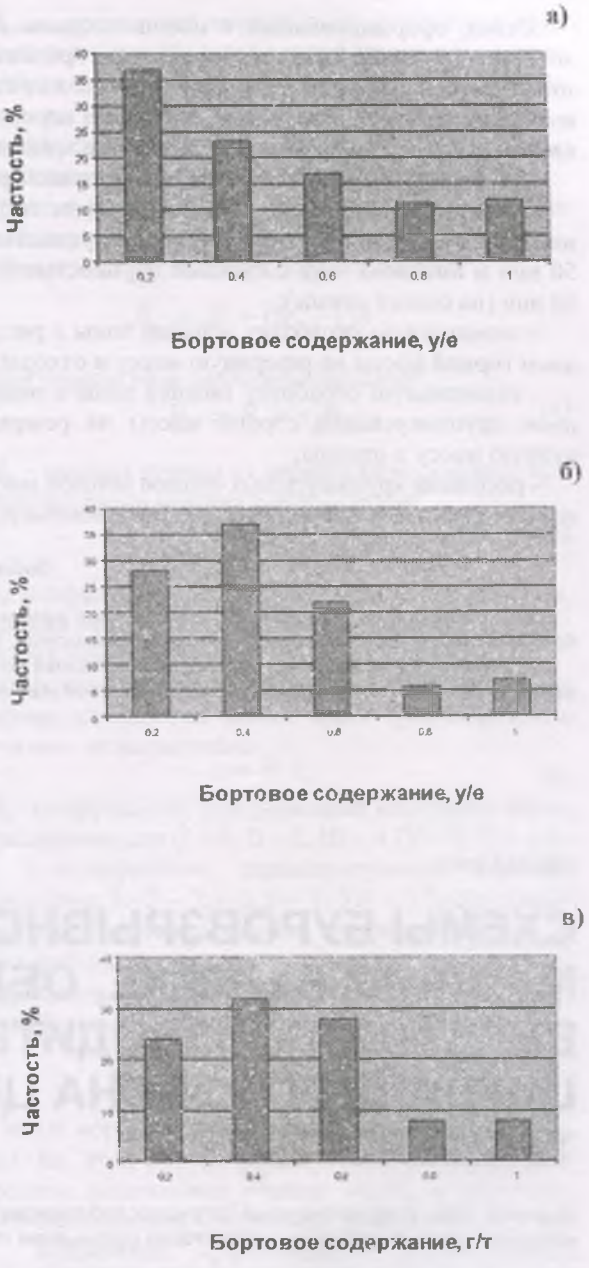


Рис. 3. Распределение рудной массы в зависимости от бортового содержания в недрах (а), автомобильных (б) и конвейерных (в) отвалах.

выражена, что создает предпосылки для селективной их разработки с учетом гранулометрического состава в разных слоях по высоте отвала. В данном случае ключевым моментом является оценка разделительной способности отвального откоса и определение режима и условий отвалообразования, обеспечивающих максимальное накопление крупных классов породы в нижних слоях отвала.

С учетом особенностей распределения кусков крупных классов в отсыпаемом массиве разработаны следующие технологические схемы разработки отвалов.

Отвал, сформированный с использованием автомобильного транспорта, отрабатывается горизонтальными слоями с разделением горной массы на резервную рудную массу, предназначенную для переработки и отходы, направляемые на постоянное хранение.

При формировании отвала конвейерным транспортом:

- разделение отвала по высоте с учетом сегрегации пород на верхнюю зону с кусками крупностью до 50 mm и нижнюю зону с кусками крупностью более 50 mm (на откосе отвала);
- селективную отработку верхней зоны с разделением горной массы на резервную массу и отходы;
- селективную отработку нижней зоны с разделением крупнокусковой горной массы на резервную рудную массу и отходы;
- разделение крупнокусковых отходов методом покусковой сортировки на кондиционный и некондиционные сорта.

Таким образом, приведенные исследования позволяют сделать вывод о том, что отвалы вскрышных пород карьера Мурунтау представляют типичные техногенные месторождения, которые следует рассматривать в качестве резервного источника минерального сырья. При этом к освоению таких месторождений следует подходить так же, как и к месторождениям природного происхождения предусматривая обоснование параметров геологоразведочных работ, отработку построения сортовых планов, обоснование параметров селективной выемки (высоты уступа, размер выемочной порции), а также обоснование технологии выемки (валовая, селективная) и предварительного обогащения (крупнопорционная, мелкопорционная или покусковая сортировка).

Библиографический список

1. Сытенков В.Н., Наимова Р.Ш. Повышение эффективности использования техногенных ресурсов при открытой разработке месторождений // Горный вестник Узбекистан. Специальный выпуск. Цветные металлы.2008. №8. С.31-36.

2. Технология обеспечения полноты и качества отработки сложноструктурных рудных тел на золоторудных месторождениях. Мальгин О.Н., Иноземцев С.Б., Аристов И.И. // Горный Вестник Узбекистана, 2002. №1. – с. 7.

УДК 622.235

© Жариков С.Н., Кутуев В.А. 2016 г.

СХЕМЫ БУРОВЗРЫВНОЙ ПОДГОТОВКИ ГОРНОЙ МАССЫ К ВЫЕМКЕ, ОБЕСПЕЧИВАЮЩИЕ ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНУЮ РАБОТУ ЦИКЛИЧНОГО ЗВЕНА ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНОЙ ТЕХНОЛОГИИ

Жариков С.Н., старший научный сотрудник лаборатории разрушения горных пород ИГД УрО РАН, канд. техн. наук; **Кутуев В.А.**, младший научный сотрудник лаборатории разрушения горных пород ИГД УрО РАН

Maqolada siklli-uzluksiz texnologiyasining siklik uzviy qismining unumdorligini oshirish uchun kon massasining burg'ulab portlatish usuli yordamida burg'ulash sifatini ta'minlash masalasi ko`rib chiqilgan. Burg'ulab portlatish ishlarida ayrim parametrlarini hisoblash tavsiya etilgan. Texnologik bloklarni portlatishda tirgak devorini qo'llash maqsadga muvofiqligi keltirilgan. Kon massiviga portlashning yanada ratsional ta'siri uchun, qollash joylarida tayyorlanadigan, portlash moddalarining detanatsion tavsifini boshqarish masalasi qo`yilgan.

Tayanch iboralar: *kon ishlari tehnologiyasi, burg`ulash ishlari, portlash, kon massasini yanchish, portlash moddalari, portlatish sxemasi.*

In article is considered the question of ensuring quality of subdivision of mountain weight for high efficiency of a cyclic link of a complex of cyclic and line technology in the drilling-and-blasting way. There are provided recommendations about calculation of some parameters of drilling-and-blasting works. Expediency of application of a retaining wall at explosions of technological blocks is reflected. The question of management of detonation characteristics of the explosives produced in places of application for the most rational impact of explosion on the massif is raised.

Key words*: technology of mining operations, drilling-and-blasting works, explosion, subdivision of mountain weight, explosives, scheme of detonation.*

Для высокой производительности цикличноточной технологии (ЦПТ) буровзрывные работы должны обеспечивать достаточное качество дробления горной массы при минимальном сейсмическом эффекте. Указанная задача на практике решается применением при отбойке выемочных блоков короткозамедленного взрывания (КЗВ), при нём сейсмический эффект значительно снижается, а схемы последовательности подрыва зарядов обеспечивают направленное действие взрыва в зависимости от условий расположения забоев. При этом применяются следующие основные схемы взрывания, указанные в табл. 1 [1].

Выбор схемы взрывания для конкретных условий зависит от технологических требований к результатам взрыва и связан с решением следующих основных задач взрывной отбойки: организация дополнительных свободных поверхностей для нормальной работы зарядов (врубовые схемы); создание взрывом зарядов первой серии по контуру выемочного блока экрана из взорванной горной массы для снижения техногенного воздействия на законтурный массив; закрытие (схлопывание) естественных трещин для организации наиболее равномерного радиуса работы зарядов (наилучший эффект достигается при подвижке массива вкрест простирания трещин).

Следует отметить, что, как правило, выбор схем взрывания осуществляется при отсутствии информации о естественном состоянии горного массива в границах выемочных блоков (коэффициент структурного ослабления горных пород, направление трещин). Поэтому для снижения повышенного выхода энергии в направлении откоса уступа применяют подпорную стенку из ранее взорванной горной массы. Однако при этом способе возможен обратный выброс горной породы на вышележащий уступ. В связи с этим оптимальным вариантом при подпорной стенке являются диагональные схемы, которые обеспечивают чёткую линию отрыва за последним рядом скважин, и минимальное заколообразование в тыл массива [2]. Обратные выбросы в этом случае исключаются путём подбора оптимального времени замедления между зарядами.

Ширину подпорной стенки можно определить согласно [3].

$$B_{пс} = k_р W \left(\frac{\sqrt{2 k_{пв} q_{пс} eE}}{\sigma_{сж}} \right), \quad (1)$$

где $k_р$–коэффициент разрыхления горной массы (1,05-1,2); W–линия сопротивления по подошве, m; $k_{пв}$ – эмпирический коэффициент, учитывающий использование энергии взрыва на дробление и перемещение горной массы. В зависимости от величины удельного расхода ВВ этот коэффициент колеблется в пределах 0,04-0,2; e–удельная теплота взрыва, J/kg; E–модуль упругости взрываемой горной массы, Pa; $\sigma_{сж}$–предел прочности пород при одноосном сжатии, Pa.

Развал с учетом подпорной стенки:

$$B_р = \left(1 - \frac{(B_{пс})^{3/2}(k_р W + B_{пс\,max})}{(B_{пс\,max})^{3/2}(k_р W + B_{пс})} \right) B_ф, \quad (2)$$

где $B_{пс\,max}$–предельная ширина подпорной стенки, при которой отсутствует развал горной массы. На основании опытных данных ее величина зависит от крепости пород и принята равной:

Коэффициент крепости	17 - 20	10 - 17	4 - 10
Величина $B_{пс\,max}$	45	40	30

Ширина развала горной массы $B_ф$ при взрывании на свободную поверхность:

-при первом ряде вертикальных скважин

$$B_ф = B_1 + (n_р - 1)b, \quad (3)$$

-при первом ряде наклонных скважин

$$B_ф = B_1 + n_р b, \quad (4)$$

где B_1 – ширина развала от первого ряда скважин; $n_р$ – количество рядов вертикальных скважин.

$$B_1 = k_з k_в k_\beta H_у \sqrt{q_{пр}}, \quad (5)$$

где $k_з$–коэффициент дальности отброса горной массы, зависящий от принятого интервала замедления.

Время замедления, ms	25	50	75
Коэф. дальности отброса	0,9	0,85	0,8

Время замедления может быть ориентировочно рассчитано по выражению

$$\tau = W k_\tau, \quad (6)$$

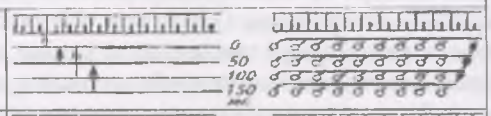
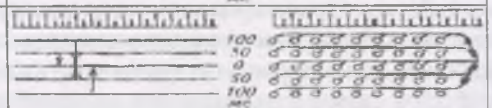
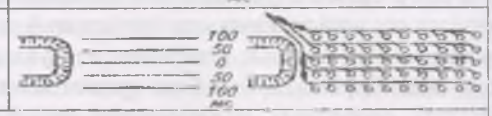
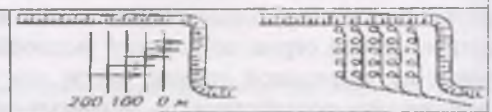
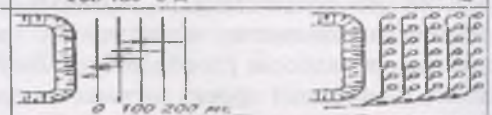
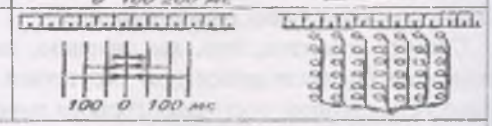
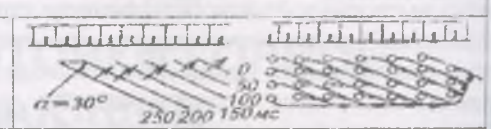
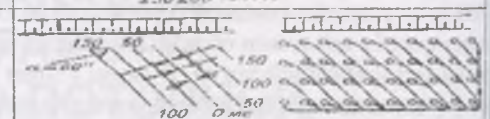
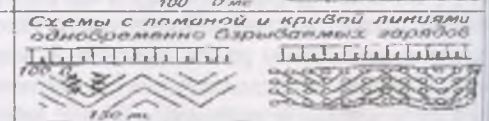
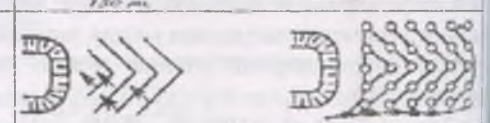
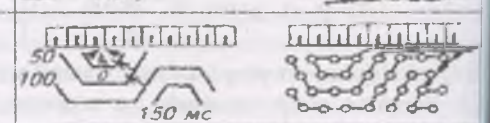
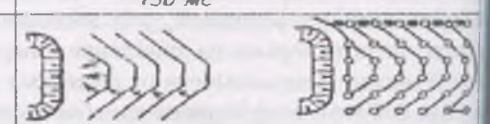
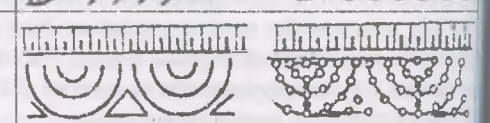
где k_τ–коэффициент, учитывающий категорию пород по трещиноватости (I – 6, II – 5, III – 4,IV – 3, V – 1,5 - 0,5); $k_в$–коэффициент, характеризующий взрываемость пород, $k_в$=2 – 2,5; 2,5 – 3; 3,0 – 3,5, соответственно, для трудновзрываемых, средневзрываемых, и легковзрываемых пород; $H_у$-высота уступа; k_β-коэффициент, учитывающий угол наклона скважин (β, град) к горизонту;

$$k_\beta = 1 + 0{,}5\sin(90° - \beta). \quad (7)$$

Таким образом, при диагональной схеме взрывания на подпорную стенку задача управления качеством подготовки горной массы в основном может быть решена достаточно быстро. Значительное повышение эффективности буровзрывных работ в этом случае может быть достигнуто за счёт научных исследований в следующих перспективных направлениях. В ИГД УрО РАН разработана методика экспрессного получения информации о прочностных свойствах горных пород, основанная на данных энергоёмкости бурения взрывных скважин. Согласно этой методике по трудности бурения взрывных скважин можно определять свойства горных пород по высоте уступа [4-7], что позволяет уточнять параметры скважинных зарядов и корректировать направления отбойки для лучшего схлопывания естественных трещин. Также перспективу имеют исследования в области детонационных характеристик ВВ, изготовляемых в местах потребления [8, 9]. Наглядно это можно продемонстрировать зависимостью скорости детонации от плотности ВВ (рис. 1).

Таблица 1

Основные схемы короткозамедленного взрывания [1]

Группы и варианты схем	Условия применения	Схемы
	Продольные	
Порядные последовательные	Фронтальный забой, подобранный откос уступа, легковзрываемые породы	
Порядные врубовые	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, не менее трех рядов скважин, породы средней и ниже средней взрываемости, необходимость уменьшения развала	
	Траншейный забой, легковзрываемые породы	
	Поперечные	
Порядные последовательные	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, не менее четырех рядов скважин, породы средней и ниже средней взрываемости, откос уступа обнажен во фланге	
	Траншейный забой, подобранный откос уступа, небольшая протяженность взрываемого блока, породы средней и ниже средней взрываемости	
Порядные врубовые	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, породы средней и ниже средней взрываемости, не менее четырех рядов скважин, необходимость уменьшения развала	
	Диагональные	
Порядные последовательные	Фронтальный забой, подобранный и неодобранный откосы уступа, сложное строение массива, не менее четырех рядов скважин, имеется ограничение по сейсмическому эффекту	
Порядные врубовые	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, сложное строение массива, не менее четырех рядов скважин, имеется ограничение по сейсмическому эффекту	
Треугольные	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, трудновзрываемые породы сложной структуры	
Треугольные	Те же породы, но траншейный забой и подобранный откос уступа	
Трапециевидные	Фронтальный забой, подобранный и неподобранный откосы уступа, трудновзрываемые породы сложной структуры	
Трапециевидные	То же, но траншейный забой	
Трапециевидные	Фронтальный забой, неподобранный откос уступа, значительное число скважинных зарядов. Трудновзрываемые горные породы	

При увеличении плотности смесевого ВВ до определённой оптимальной величины скорость детонации растёт. При дальнейшем увеличении плотности в сторону критической величины скорость детонации начинает снижаться. В принципе описание явления представляется верным, однако форма кривой 2 для разных смесевых ВВ может значительно различаться. Тем не менее из рис. 1 следует, что для достижения наиболее высоких детонационных характеристик смесевых ВВ необходимо знать оптимальную плотность заряжания, которая определяется экспериментально. Таким образом, управляя детонационными характеристиками смесевых ВВ, можно добиться наиболее рационального воздействия взрыва на горный массив.

Технологические схемы подготовки горной массы к выемке, обеспечивающие высокопроизводительную работу цикличного звена ЦПТ, могут быть различны. Выбор конкретной схемы буровзрывной отбойки определяется геологическими условиями и элементами системы разработки. В качестве предварительного способа отбойки можно рассматривать взрывание зарядов по диагонали на подпорную стенку. Данный способ обеспечивает достаточную надёжность технологических взрывов, а с развитием современных средств взрывания при замедлениях между зарядами более 67 ms обратные выбросы в большинстве случаев исключены.

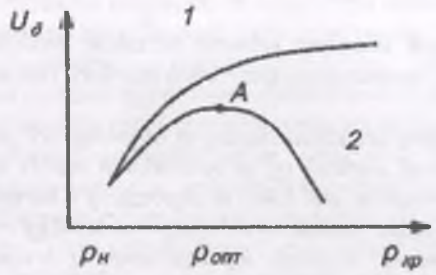


Рис. 1. Зависимость скорости детонации от плотности:
1 – для индивидуальных ВВ, 2 – для смесевых ВВ [10].

Библиографический список

1. *Открытые горные работы [Текст]: справочник / К. Н Трубецкой и др. – М.: Горное бюро, 1994. - 590 с.*
2. *Носков В.Ф., Комащенко В.И., Жабин Н.И. Буровзрывные работы на открытых и подземных разработках. Учебник для техникумов. М., Недра, 1982. 320 с.*
3. *Корнилков С.В., Стенин Ю.В., Стариков А.Д. Расчёт параметров буровзрывных работ при скважинной отбойке на карьерах: Учебное пособие. – Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 1997. – 112 с.*
4. *Исследование методов манипулирования горно-геологической информацией [Текст]: отчёт о НИР/ ИГД УрО РАН; рук. В.М. Аленичев. – Екатеринбург, 2010. – 208 с., прил.*
5. *Жариков С.Н. Взаимосвязь удельных энергетических характеристик процессов шарошечного бурения и взрывного разрушения массива горных пород [Текст]: дис. канд. техн. наук / С.Н. Жариков; ИГД УрО РАН. – Екатеринбург, 2011. – 139 с.*
6. *Жариков С.Н. О взаимосвязи между энергоёмкостью бурения и взрывания горных пород/ С.Н. Жариков// Вестник Магнитогорского государственного технического университета. – 2009. - № 4(28). – С. 5 – 8.*
7. *Жариков С.Н. Определение крепости горных пород по параметрам процесса шарошечного бурения технологических скважин на карьерах / С. Н. Жариков// Горный журнал. - 2010. - № 7. – С. 50 - 51.*
8. *Меньшиков П.В. Определение детонационных характеристик гранулитов и эмульсионных ВВ, изготавливаемых в условиях горных предприятий/ П.В.Меньшиков, В.А. Синицын, А.С. Матюрин, А.А. Коташев, В.Г. Шеменев //Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2010. - №7. - С. 298 - 301.*
9. *Скорость детонации взрывчатых веществ. Методика измерений реостатным методом с использованием измерителя скорости детонации VOD Mate. СТО 01.01.004 – 2011. - Екатеринбург, ИГД УрО РАН, 2011. – 17 с.*
10. *Корнилков М.В. Разрушение горных пород взрывом: конспект лекций/ М.В. Корнилков; Урал. Гос. Горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2008. – 202 с.*

УДК 622.272

© Раимжанов Б.Р., Мухитдинов А.Т., Хасанов А.Р. 2016 г.

ОСНОВНЫЕ ТЕХНИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ, ИСПОЛЬЗУЕМЫЕ ПРИ ВЫБОРЕ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ РУДНЫХ ТЕЛ В СЛОЖНЫХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ НА НИЖНИХ ГОРИЗОНТАХ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЧАРМИТАН

Раимжанов Б.Р., заместитель директора по науке ГУП «O'zGEORANGMETLITI», докт. техн. наук. профессор; **Мухитдинов А.Т.,** главный специалист лаборатории горных работ ГУП «O'zGEORANGMETLITI»; **Хасанов А.Р.,** ведущий инженер лаборатории горных работ ГУП «O'zGEORANGMETLITI»

Asosiy texnik yechimlar xavfsiz ishlar sharoitini ta'minlab va yuqori ko'rsatgichlarni ekspluatatsion bloklarni qazib olishda murakkab kon-geologik sharoitlarda + 660 m va +600 m gorizontlar zahiralarining Charmitan koni uchun taqdim etilgan. Taklif etilgan yechim kichik tuzatishlar bilan asosiy ishlov sistemasi uchun konlarda ma'danlarni qazib olishda qo'llanishga imkon beradi.

Tayanch iboralar: *tektonik buzishlar, razlom, yoriqlik, ma'dan jismi, bo'sh tog' jinslari, zahira mustahkamligi, turg'unlik, mahkamlash, qazib olish tizimlari, rudani blok ichida saqlash, podetajlar, qazib olish joyi, rudaning ifloslanishi.*

The basic technical decisions allowing are presented to provide safe working conditions and high enough level of indicators of working off of operational blocks in difficult mountain-geological conditions, at working off of stocks of horizons +660 m and +600 m deposits of Charmitan. The offered decisions allow with small corrective amendments, to apply the basic systems of workings out used by mines at extraction of ore.

Key words: *tectonic infringements, a break, cracks, the ore body, containing breeds, safety factor, stability, fastening, systems of workings out, warehousing ores, level, clearing space, impurity.*

Система рудных тел Восточного фланга, состоящая из жильных рудных тел, имеет значительную протяженность, порядка 1600 m, при этом морфология рудных тел чрезвычайно осложнена неотектоникой. Помимо секущих нарушений, смещающих рудные тела иной раз на десятки метров, в плоскости рудных тел на разведочных горизонтах горных работ практически повсеместно проявлен тектонический разрыв, нередко с глинкой трения (в сиенитах) или интенсивной углефикацией (в роговиках), значительной амплитуды. Значительно реже неотектоника выражена интенсивной трещиноватостью. Тектонический разрыв в плоскости рудного тела не только искажает его внутреннее строение и параметры оруденения, но и приводит к появлению значительных по размерам тектонических окон, достигающих первых сотен метров в поперечнике.

Часть рудного тела, залегающая в массиве сиенитов, окаймляется отчетливой оторочкой берестизированных пород мощностью до нескольких метров.

По инженерно геологическому районированию породы и руды, слагающие рудные тела системы в юго-восточных частях месторождения относятся к неустойчивым, представлены кварц-слюдистыми сланцами и реже сиенитами, приуроченными к зонам дробления и тектоническим нарушениям. Породы здесь повышенной трещиноватости и имеют избыточные напряжения. Коэффициент потенциальной устойчивости менее 1,0. Породы, слагающие кровлю выработок неустойчивые, при разработке возможно разрушение, расслаивание и обрушение пород, сопровождаемых их вывалами с образованием куполов и внезапных прорывов трещинных вод (табл. 1).

Преобладают продольные и диагональные трещины. Более опасными, с точки зрения устойчивости будут выработки, пройденные по ним или пересекающие трещины под косым углом. Наибольшая частота углов падения трещин от 21 до 40^0 и от 61 до 80^0. Более опасны трещины с углами падения 61-80^0, которые в случае подсечения их выработками могут стать поверхностями скольжения.

Геологоразведочные выработки проходились по породе, сечением до 7,5 m^2, крепление выработок производилось только в местах пересечения разломов, обычно сопровождаемых значительными зонами дробления. Параметры оруденения системы рудных тел Восточного фланга определялись по рассечкам, проходимым из полевых штреков и скважинам.

На основании проведенных исследований и опыта эксплуатационных работ на горизонтах +780 m и +720 m предусматривается полевая подготовка эксплуатационных блоков на горизонтах +660 m и +600 m.

Подготовка эксплуатационных блоков на уровне откаточного горизонта должна производится следующим образом:

- вне зоны влияния очистных работ, на расстоянии 8-10 m от рудного тела, параллельно ему проходится откаточный штрек с погрузочными заездами через 6-7 m, из заездов нарезаются и проходятся полевые восстающие. Восстающие проходятся параллельно рудному телу, на расстоянии 5-6 m от него. Заезды проходятся до пересечения с рудным телом. В восстающем через 5-6 m проходятся ходки в блок, которые пересекают рудное тело и контролируют его расположение и параметры оруденения.

Из погрузочных заездов по рудному телу проходятся дучки до уровня

Таблица 1

Физико-механические свойства пород, слагающих массив

Породы	Плотность, t/m³	Водопоглощение, %	Пористость, %	Предел прочности на сжатие, МПа		
				В сухом состоянии	Во влажном состоянии	В зонах тектонической нарушенности
Кварц-слюдистые сланцы и роговики	2,61-2,70 2,65	0,2-1,47 0,84	0,78-3,1 1,94	75,4-147,0 111,2	39,7-77,4 58,6	15,9-16,8 16,4
Сиениты	2,62-2,68 2,65	0,43-0,63 0,53	1,13-1,66 1,40	87,1-112,5 99,8	59,6-79,8 69,7	18,4-31,3 24,85

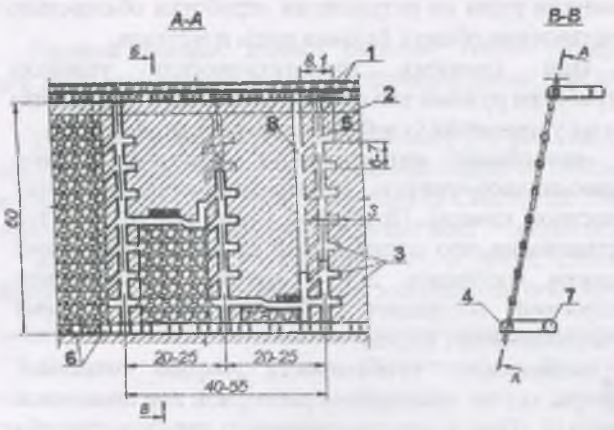


Рис. 2. Система разработки с магазинированием руды (система разработки «короткими» магазинами).
1-междукамерный целик; 2-потолочина; 3-ходки в блок; 4-штрек подсечки; 5-блоковый восстающий; 6-орты-заезды; 7-полевой штрек; 8-отрезной восстающий.

«узкими» магазинами) (рис. 1). Система разработки применяется, когда рудное тело в эксплуатационном блоке разбито продольными и диагональными трещинами на части с амплитудой смещения свыше 3,0 m. Каждый подэтаж эксплуатационного блока имеет стандартную длину блока 55-60 m, но высота каждого подэтажа может быть разной в зависимости от конкретных горно-геологических условий.

2. Система разработки с магазинированием руды, с разделением эксплуатационного блока на полосы длиной 20-25 m, (система разработки «короткими» магазинами) (рис. 2), система разработки применяется, когда рудное тело разбито трещинами с амплитудой смещения до 3,0 m, которые в соответствии с существующими кондициями могут быть включены в отработку.

В обоих вариантах систем разработок с магазинированием предусматривается полевая подготовка эксплуатационных блоков. Выявление в ходе очистной выемки участки с некондиционной рудой могут, оставлены в качестве предохранительных целиков.

Предложены технологические схемы очистной отбойки руды, не требующие постоянного присутствия горнорабочих в очистном пространстве блока.

Отбойка руды в предложенных технологических схемах осуществляется шпурами или скважинами малого диаметра, пробуриваемыми не из очистного пространства блока, а из восстающих. Предлагаемые технологические схемы использовались при добыче руды в сложных горно-геологических условиях на ряде рудников ближнего и дальнего зарубежья.

Отбойка руды из восстающих обеспечивает безопасность работ при неустойчивых породах и рудах, высокую интенсивность очистной выемки, и как следствие минимальное разубоживание и относительно независимый удобный выпуск руды (рис 35). Эффективность применения данных

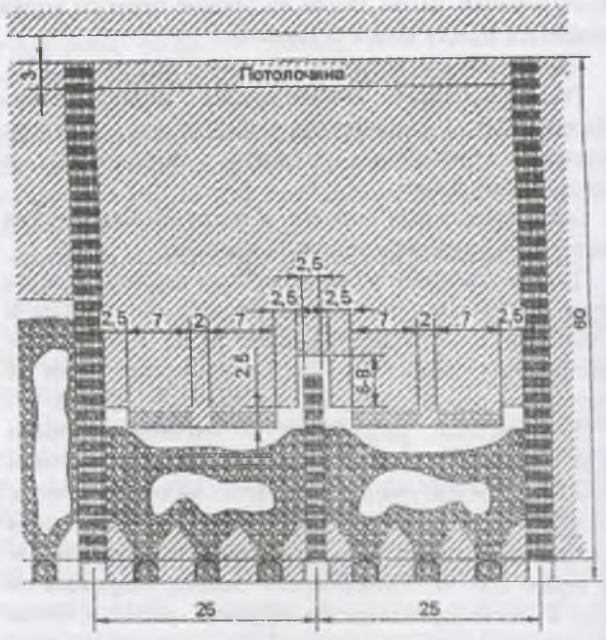


Рис. 3. Система разработки с магазинированием руды и отбойкой руды скважинами малого диаметра из буровых камер.

технологических схем и системы разработки в целом значительно снижается из-за больших объемов нарезных работ и повышенного расхода крепежных материалов.

Восстающие из которых производится бурение шпуров и скважин крепятся сплошной венцовой крепью, чередующейся с креплением на стойках. Для бурения в крепи оставляются окна высотой 0,8 m и шириной равной мощности рудного тела. Отбитую руду магазинируют между восстающими. При производстве буровых работ, часть обшивки восстающего снимается и после обуривания опять восстанавливается. Отбойка ведется только в контуре рудного тела, крайние скважины ряда располагают 0,20-0,40 m от контура рудного тела в зависимости от мощности применяемого взрывчатого вещества. При устройстве у восстающих, буровых камер, для размещения буровой установки кровля буровой камеры закрепляется распорной крепью с затяжкой кровли накатником.

В представленных вариантах технологических схем отбойка руды, как правило, производится из наращиваемых восстающих, при весьма неустойчивых рудах и породах буровые восстающие проходятся на всю высоту этажа, что значительно увеличивает продолжительность отработки эксплуатационного блока.

Основным направлением совершенствования представленных технологических схем может быть увеличение длины вертикальной прирезки, позволяющей снизить объем нарезных работ.

Результаты работы рудников применяющих предложенные технологические схемы отбойки следующие: сменная производительность труда

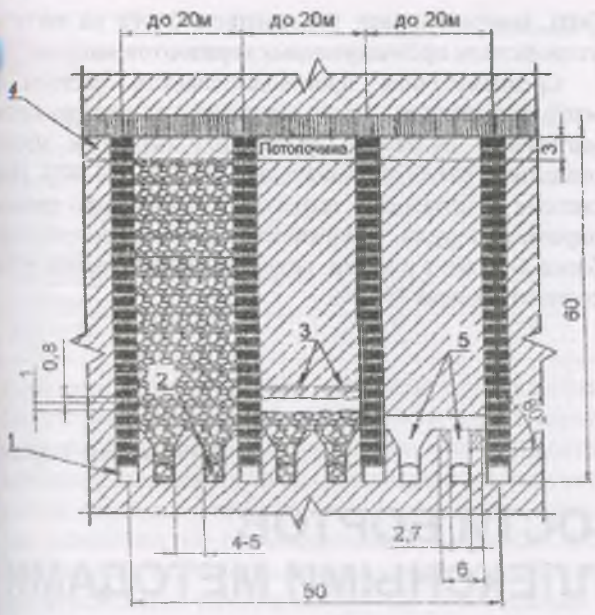


Рис. 4. Система разработки с магазинированием руды короткими блоками и отбойкой руды скважинами малого диаметра из восстающих: 1 – восстающий (закрепленный венцовой крепью на стойках); 2 – орты заезды; 3 – горизонтальные скважины; 4 – потолочина; 5 – дучки.

бурильщика 12-15 m^3/смену, забойного рабочего от 2 до 3,5 m^3/смену, расход крепежного леса на 1 m^3 горной массы 0,07 m^3, разубоживание при отбойке 6,0%, а при выпуске 6,7%.

Очистная выемка в каждой секции или полосе должна вестись с максимальной интенсивностью, каждая секция или полоса должна отрабатываться за 2-3 месяца. Следует обратить внимание на объем частичного выпуска руды, чтобы избежать чрезмерного обнажения бортов очистной камеры и их обрушения в очистное пространство.

При использовании вышеприведенных систем разработок с магазинированием увеличивается объем подготовительно-нарезных работ по сравнению с типовой технологической схемой системы разработки с магазинированием руды. Особенно это касается варианта системы разработки с подэтажным магазинированием, когда эксплуатационный блок может подготавливаться несколько раз, в зависимости от числа секций.

В случае, когда сопутствующее рудному телу геологическое нарушение находится вблизи рудного тела, для удержания бортов очистной камеры и

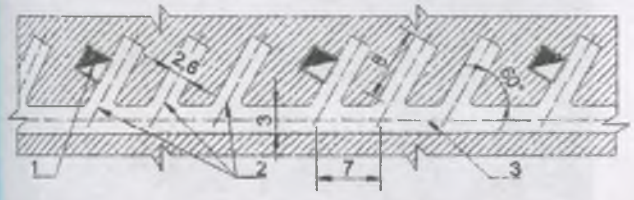


Рис. 5. Конструкция днищ блока: 1 – блоковый восстающий; 2 – погрузочный заезд; 3 – полевой штрек (доставочная выработка).

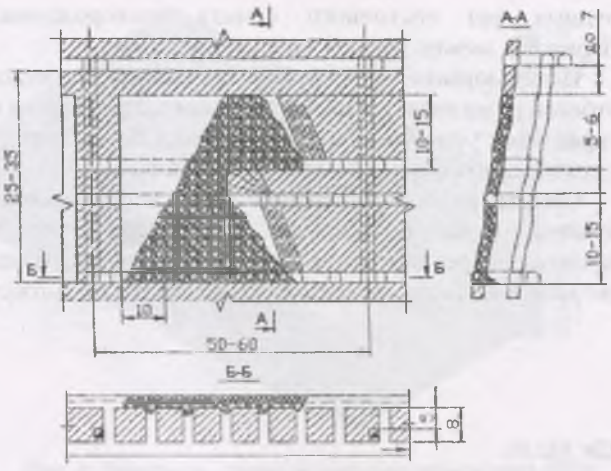


Рис. 6. Система разработки подэтажными штреками с частичным магазинированием руды на руднике им. А. Матросова.

предотвращения их сползания в очистное пространство рекомендуется установка распорной или штанговой крепи.

Выше перечисленные рекомендации увеличивают себестоимость добычи руды, но направлены на повышение безопасности рабочих находящихся в очистном пространстве блока.

б) При мощности рудных тел свыше 2,0 m:

1. Для отработки предусматриваются системы с подэтажной отбойкой руды и магазинированием отбитой руды в очистном пространстве блока.

На ряде рудников при отработке маломощных руд в сложных условиях применяют комбинированные варианты управления массивами, основанные на интенсивном ведении очистных работ из подэтажных выработок с использованием отбитой руды в качестве временной закладки для поддержания боковых пород.

На руднике им. А.Матросова объединения «Северовостокзолото» при отработке маломощных крутопадающих рудных тел, залегающих в недостаточно устойчивых сильнотрещиноватых глинистых сланцах, применяют вариант системы подэтажными штреками с частичным магазинированием руды (рис. 6).

Отбойку ведут из подэтажных выработок скважинами малого диаметра – 55 mm. Часть отбитой (25-30%) на подэтажах руды выдают торцовым скреперованием в рудоспуски, остальная руда магазинируется в выработанном пространстве и служит временной закладкой. Применение комбинированного варианта системы разработки в сравнении с применяемой на руднике системой подэтажных штреков позволило снизить разубоживание руды на 8-12%.

На основании проведенного анализа и аналитических расчетов параметров разработки маломощных крутопадающих месторождений в сложных горно-геологических условиях и с учетом конкретных горнотехнических условий отработки

рудных тел восточного фланга месторождения Чармитан, можно сделать следующие выводы:

Использование в качестве временной закладки отбитой руды является перспективным направлением в управлении устойчивостью вмещающих пород наряду с повышением интенсивности очистной выемки.

Общим недостатком технологии использования отбитой руды в качестве временной закладки является переуплотнение и ухудшение сыпучих свойств замагазинированной руды, который может быть компенсирован разделением блока на части с устройством промежуточных горизонтов выпуска.

Среднемесячная производительность системы с магазинированием блока, вариант с неподвижным магазином, будет на уровне 2,0 тыс. t в месяц, показатель разубоживания товарной руды 35-40%. При системе подэтажных штреков с частичным магазинированием руды, среднемесячная производительность блока 4-5 тыс. t в месяц, разубоживание товарной руды составит порядка 35-38%.

УДК: 622.26

© Низамова А.Т. 2016 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ КАРЬЕРА КАЛЬМАКЫР КОМПЛЕКСНЫМИ МЕТОДАМИ

Низамова А.Т., старший преподаватель кафедры "Маркшейдерское дело и геодезия" ТашГТУ

Maqolada Qo`rg'oshin karyeri ta'siri natijasida Qal'moqir karyeri bortini ustivorligini baholash uchun, matematik modellashtirish, laboratoriya va geodezik-marksheyderlik instrumental kuzatish ishlari natijalari keltirilgan.

Tayanch iboralar: *geomexanik holat, tog' jinslar massivi, matematik model, so'ngi nuqta modeli, selik, kuchlanganlik-deformatsiyalanganlik holat, ustivorlik, darzdorlik, tektonika, strukturali bo'shash koeffitsienti, buzilish, deformatsiya, siljish, gorizontal va vertikal kuchlanish.*

Results of research on assessment of stability of boards of pit Kalmakyr executed by results of mathematical modeling, laboratory and natural geodetic and surveying observations taking into account influence of the flooded pit Kurgashinkan are given in article.

Key words: *geomechanical condition, massif of rocks, mathematical modeling, a finite-element method, pillar, stress strain state, stability, fissuring, tectonics, coefficient of structural easing, a collapse, deformation, shifting, horizontal and vertical tension.*

Многолетняя практика открытой разработки показала, что на всех карьерах республики деформационное процессы происходят в виде оползней, обрушений откосов бортов и уступов. В частности было установлено, что на всех, без исключения, карьерах Узбекистана имеются различные виды и объемы деформаций бортов и откосов уступов. несмотря на то, что многие из них еще не достигли предельной глубины, а фактические углы наклона меньше, чем пре-

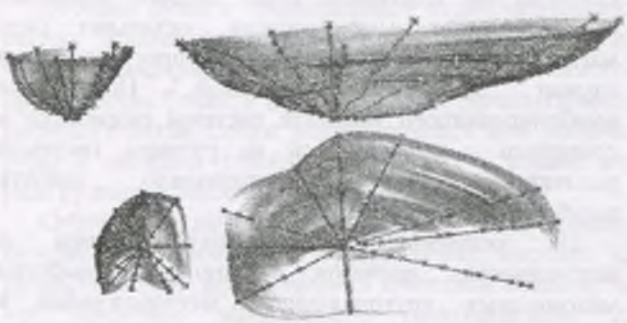


Рис. 1. Профили и поверхности модели. Вид спереди и сверху.

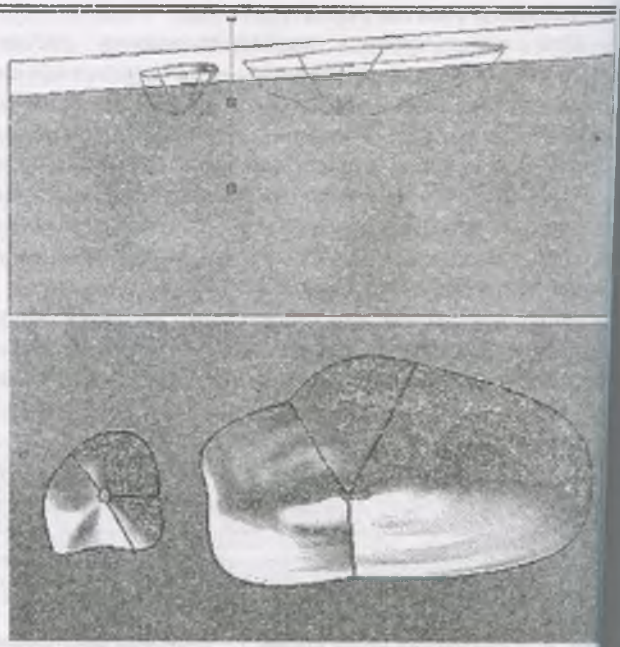


Рис. 2. Комбинированная модель. Вид спереди и сверху.

Таблица 1

Параметры расчета НДС

Параметр модели	Основная	Парная
Число решаемых уравнений	1779462	1321554
Размер элемента сгущения выемок (число слоев)	3/ 2/ 3	-
Размер элемента сгущения плоскости (число слоев)	6/ 2/ 3	6/ 2/ 3
Глобальный размер элементов остальной части модели B, m	25	20
Допуск, m	2,5	2,3

дусмотрены проектом. Как показали исследования, фактическое состояние неустойчивости бортов карьера Кальмакыр, прежде всего, связано с низкой достоверностью исходных данных, не достаточной изученностью отдельных природных и техногенных факторов, влияющих на геомеханическое состояние. Поэтому весьма важно обеспечить устойчивость бортов при максимально возможных крутых углах наклона и заранее предупредить формирование масштабных деформационных процессов с учетом влияния вышеуказанных факторов.

Из-за отсутствия надежных инженерно-геологических данных по прочностным характеристикам пород, проектные организации при проектировании используют геологоразведочные данные, по которым нельзя получить достоверную информацию о структуре горного массива, необходимых для расчета устойчивости бортов и откосов уступов, таких как трещиноватость пород и ряд таких геомеханических показателей как сопротивление пород сдвигу, сцепление, угол внутреннего трения, прочностные свойства пород в условиях массива.

Анализ результатов наблюдений показывает, что одним из основных факторов, влияющих на устойчивость Северного и Северо-Западного бортов карьера Кальмакыр, является обводненность и близость расположения затопленного карьера Кургашинкан. В

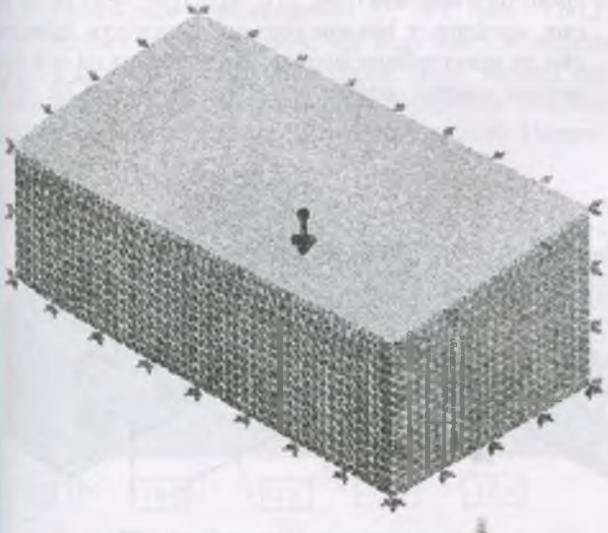


Рис. 3. Расчетная схема нетронутого массива

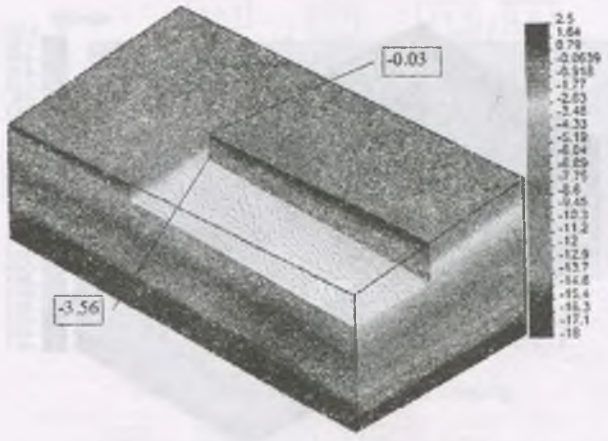


Рис. 4. Эпюры σ_1, сечения – от оси перемычки, MPa

этих условиях проблема обеспечения длительной устойчивости бортов приобретает первостепенное значение. Инженерно-геологическая характеристика Северного и Северо-Западного бортов в целом неблагоприятная. Верхняя часть сложена рыхлыми отложениями, лессами, выветренными сиенито-диоритовыми отложениями, нижние горизонты сложены полускальными сиенито-диоритовыми отложениями, многочисленными разломами и связанными с ними зонами расланцовывания по трещинам, заполненным щебнем и глиной трения.

Прочностные свойства сложенных пород, особенно глинками трения и глинкамисиенито-диоритов, существенно зависят от степени увлажнения (потери прочности сиенито-диоритов более 60%, а глинки трения почти в 2 раза). Увеличение влажности приводит к снижению угла внутреннего трения и сцепления, что объясняется увеличением скорости смещения прибортового массива в периоды интенсивного выпадения осадков.

Таким образом, вышеперечисленные факторы отрицательно влияющие на устойчивость борта факторы значительно осложняют геомеханическое состояние прилегающих бортов обоих карьеров.

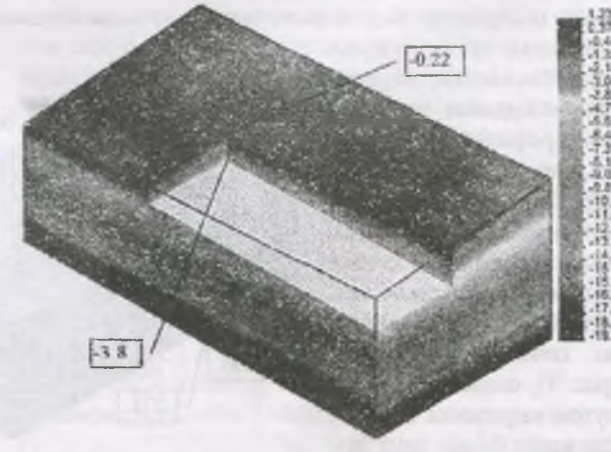


Рис. 5. Эпюры σ_2, сечения – от оси перемычки, MPa

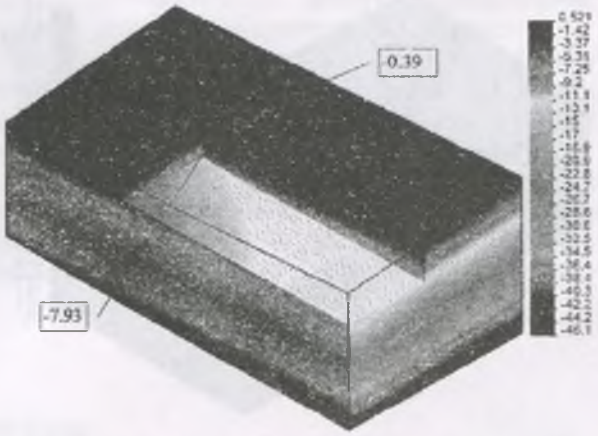


Рис. 6. Эпюры σ_2, сечения – от оси перемычки, MPa

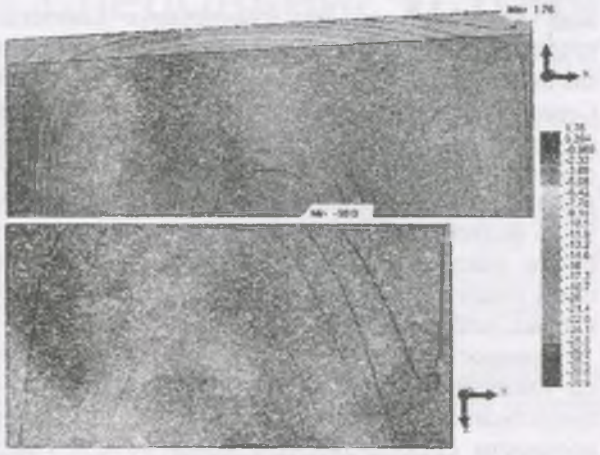


Рис. 7. Эпюры U, mm, вид спереди и сверху.

Исследования по устойчивости бортов карьера Кальмакыр выполнялись по результатам математического моделирования, лабораторных и натурных геодезическо-маркшейдерских наблюдений с учетом влияния затопленного карьера Кургашинкан.

Пространственная модель комбинирования двух карьеров (выемок) разрабатывалась с применением компьютерной системы проектирования Solidworks [1]. В целом построение модели включало: построение вспомогательных и вертикальных плоскостей, коррекцию координат ряда точек профилей для соответствия инструментам программы, выполнение в вертикальных плоскостях эскизов профилей, создание дна и боковых поверхностей двух выемок по сечениям профилей (рис. 1), создание модели путём вырезания из вмещающего блока двух поверхностей (рис. 2) и др.

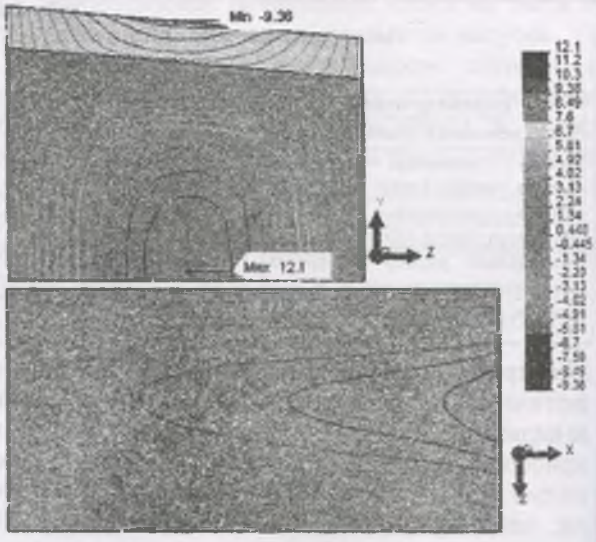


Рис. 8. Эпюры W, mm, вид слева и сверху.

Для снижения порядка системы уравнений метода конечных элементов (МКЭ) было подобрано сгущение сетки на поверхности выемок и на верхней плоскости (табл. 1). Кроме того, подбором были определены размеры вмещающего блока модели, на которые влияют и ограничения программы и параметры сгущения и память компьютера. Таким образом, подбор геометрии расчётной модели являлся многоэтапным с многократными шагами создания сетки.

Для оценки нулевого порога напряжений и расчета перемещений от влияния только выемок (очевидно, что до создания выемок в блоке уже имели место перемещения от действия силы тяжести решалась парная задача: 1 - для эквивалентного основной модели нетронутого массива, 2 – для блока без выемок.

Исследование модели без выемок показало, что общий характер изолиний главных напряжений нетронутого массива (рис. 2) σ_1 σ_2 σ_3 (рис. 4-6) таков, что они повторяют наклон верхней плоскости практически на всю глубину модели. Их значения на оси перемычки сверху соответственно: (-0,03; -0,22; -0,

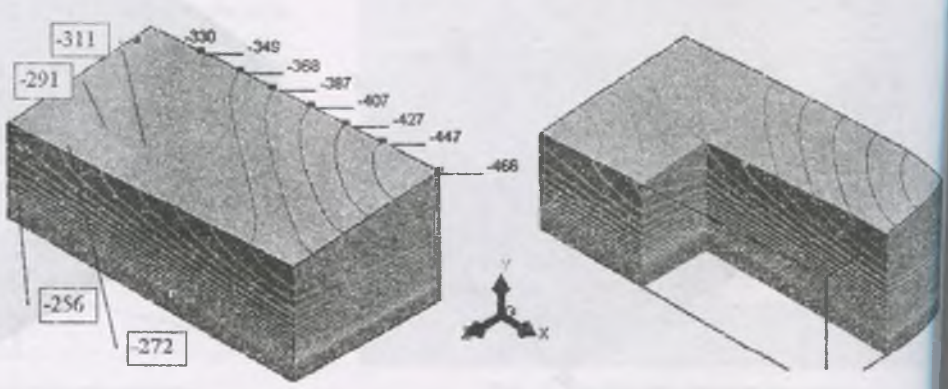


Рис. 9. Эпюры V, mm, изометрия. Эпюры в сечениях от оси перемычки.

Точка	Цку	Цпер	Цпер	Цка
hc, м	53.75	0	58.1	67
X, м	-203	-130	-130	20
V, м	-309	-330	-318	-339

а)

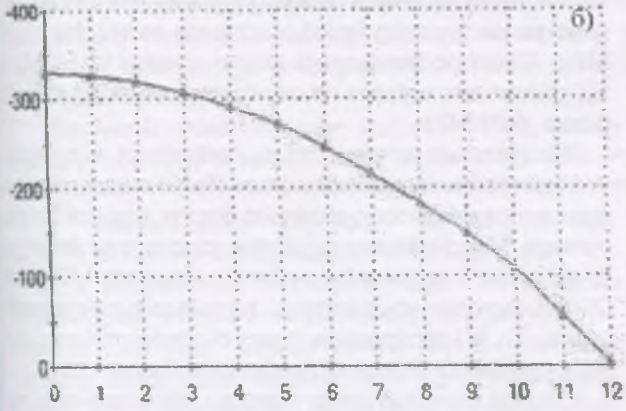


Рис. 10, *а* – Оседание центров дна выемок и перемычки; *б* – Изменение V вдоль оси перемычки сверху, шаг 22,9 m.
Примечание: Цку – центр дна выемки карьера Кургашинкан, Цка – центр дня выемки карьера Кальмакыр, Цпер – центр перемычки на уровне дна выемок.

MPa. Следовательно, максимальная погрешность данной расчётной схемы по напряжениям равна 0.4 MPa. На оси перемычки на уровне дна карьера эти напряжения составляют соответственно: (-3,56; -3,8; -7,93) MPa.

Общий характер горизонтальных смещений (U, Z) на гранях блока определён условием неподвижности боковых и опорной граней и довлеющим оседанием приподнятой части блока (движение к подъему) с вытеснением нижележащих слоёв (движение в противоположную сторону). Изолинии вертикальных смещений на гранях блока (V) соответствуют линейному увеличению оседаний по диагонали верхней плоскости от наименьшего значения 256 mm до наибольшего- 466 mm (рис. 7-10).

Исследование комбинированной модели с выемками показывает, что общий характер эпюр упругих горизонтальных перемещений (U, W), (рис. 11-12) представлен таким образом, что верх выемок смещается в сторону расширения борта. Этот эффект вызван наложенным условием неподвижности боковых граней ограниченной в пространстве модели. Направление смещения зоны верха перемычки определяется смещением ближайших участков бортов. Общий характер эпюр упругих вертикальных перемещений (V) (рис. 13) представлен искажением изолиний нетронутого массива поверхностями выемок.

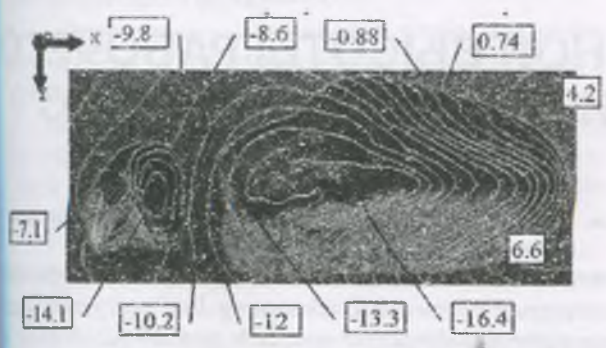


Рис. 11. Эпюры U, mm, вид сверху.

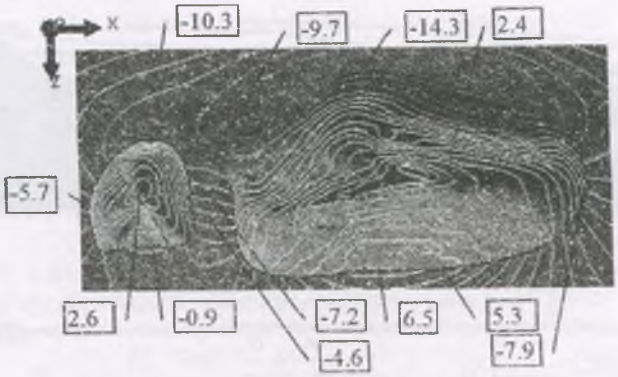


Рис. 12. Эпюры W, mm, вид сверху.

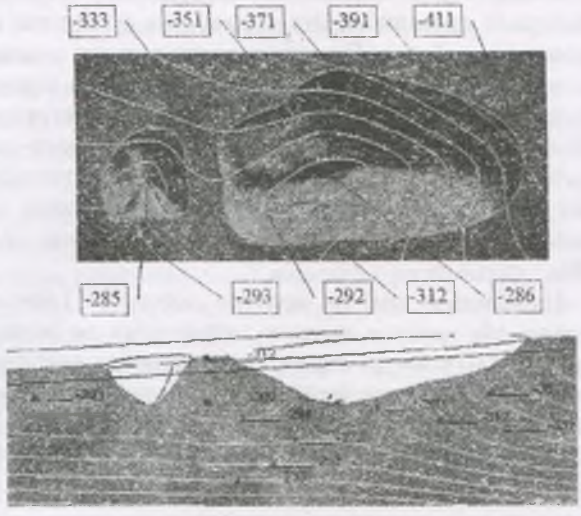


Рис. 13. Эпюры V, mm. Вид сверху и спереди в сечении.

Учитывая рис. 11 с вертикальными смещениями (Vн) нетронутого массива, по формуле (1) оценим влияние выемок на вертикальные (Vв) смещения по 4 характерным точкам модели, табл. 2.

$$Vв = V - Vн. \quad (1)$$

По положительному знаку величин (Vв) видно, что все 4 точки, в результате образования выемок испытывают упругое поднятие. На рис. 14 приведены значения запаса прочности (n) в сечении оси перемычки, определяемые критерием прочности Кулона-Мора.

Таблица 2

Влияние выемок на вертикальные смещения, mm

	Vн	V	Vв *(в модели)*	Vв *(в карьере)*
Цку	-309	-285	24	120
Цпер (hc=0)	-330	-312	18	90
Цпер(hc=58.1)	-318	-302	16	80
Цка	-339	-286	53	265

Рис. 14. Эпюры n по сечению.

$$n = \frac{1}{\frac{\sigma_1}{\sigma_p} + \frac{\sigma_3}{\sigma_c}} \quad (2)$$

Таким образом, главные напряжения в модели с выемками принципиально отличаются от модели нетронутого массива. По поверхности выемки главные не превышают и 1 МРа. Напряжение (σ_1) на поверхности выемок действует по нормали к соответствующему участку поверхности и характеризуется разгрузкой. В центре перемычки действует растягивающее напряжение порядка 0.5 МРа. На уровне дна карьера на оси перемычки напряжение равно -2,74 МРа.

Напряжение (σ_2) на контуре действует горизонтально. На контуре выемок напряжения не велики. При этом на контуре карьера Кургашинкан величины напряжений сжатия выше, чем на контуре карьера Кальмакыр, достигая на дне выемки -2,21 МРа. На уровне дна карьера на оси перемычки напряжение равно -3,36 МРа.

Напряжение (σ_3) на контуре действует по касательной к контуру. Изолинии напряжения стремятся повторить контуры выемок. Такое влияние сильнее распространяется от выемки Кальмакыр, имеющей наибольший размер в плане. Напряжения сжатия на контуре растут с глубиной, составляя на его дне -4,32 МРа. В центре перемычки сверху-сжатие -1,12 МРа. На уровне дна карьера на оси перемычки напряжение равно -6,94 МРа.

Касательные напряжения τ_{xy}, действуют в продольной плоскости от оси перемычки. Наибольшие по величине напряжения соответствуют бортам карьера Кургашинкан. Максимальное сдвиговое напряжение действует на левом контуре перемычки и составляет 1,92 МРа. Общий характер эпюр упругих горизонтальных перемещений (U, W) представлен таким образом, что верх выемок смещается в сторону расширения борта.

Общий характер эпюр упругих вертикальных перемещений (V) представлен искажением изолиний нетронутого массива поверхностями выемок. По четырём характерным точкам массива показано, что влияние выемок сводится к упругому подъёму элементов дна и перемычки. Максимальный подъём соответствует дну Кальмакыра и составляет 265 mm. В продольном сечении от оси перемычки получены значения запаса прочности (n), определяемые критерием прочности Кулона-Мора. На донных участках n<3, а на боках перемычки n>3- для Ку и n>5- для Кальмакыра. На оси перемычки n убывает с глубиной от 4,5 вверху до 1,7- на уровне дна.

Библиографический список

1. Алямовский А.А. и др. Solidworks. Компьютерное моделирование в инженерной практике. СПб.: БХВ- Петербург, 2005. 800 с.

2. Инструкция по наблюдениям за деформациями бортов, откосов, уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости. Утверждена коллегией Госгортехнадзора Узбекистана №9 от 08.05.98; Зарегистрирована Министерством юстиции Узбекистана 26.02.99, №649.

3. Низамова А.Т. Аналитическое исследование напряженно-деформированного состояния массива горных пород при отработке рудного тела, находящегося под охранными объектами с целью предупреждения их обрушения/Ж.Горный вестник Узбекистана, №2, 2016. С.35-40.

УДК: 622.272

© Тухташев А.Б., Назаров З.С. 2016 г.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНОЙ ВЫСОТЫ РАБОЧЕГО УСТУПА ПРИ СЕЛЕКТИВНОЙ ВЫЕМКЕ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО

Тухташев А.Б., заведующий кафедрой «Горное дело», канд. техн. наук НГГИ; **Назаров З.С.**, доцент кафедры «Горное дело», канд. техн. наук НГГИ

Maqolada analitik usullarni va EHM qo'llagan holda kon-trasport va portlatish ishlarining 1 m^3 tog' jinsini qazib olish tannarxiga ta'sirini hisobga olgan holda pog'onaning optimal balandligini aniqlash metodikasi, shuningdek pog'onaning optimal balandligini aniqlash nomagrammasi ko'rib chiqilgan.

Tayanch iboralar: *foydali qazilma, pog'ona, ishchi pog`ona, ruda, sifat ko'rsatgichi, tannarx, pog'onaning qiyali burchagi, rudalarning yo'qotishlari, normativ yo`qotishlar, qayta ishlash, boyliklar, karyer, qatlamning qiyalik burchagi, EXM programmasi, sikl, sifatli yo'qotish.*

The method of determining the optimal height of the step, taking into account the influence of the parameters and mining equipment blasting through the cost of production of 1 m^3 of rock mass. Due to application of analytical methods and computers. Also considered to determine the optimal height of the working bench with the help of the nomogram.

Key words: *minerals, ledge, ledge work, ore, quality index, cost, the angle of slide of ledge, ore losses, normative losses, processing, dilution, reserve, careers, the slide angle of the deposit, the computer program, cycle, quality loss.*

В большинстве случаев задача научно-экономического обоснования рационального варианта разработки месторождения, важнейшим параметром которой является высота уступа, решается методом вариантов. К преимуществам метода вариантов можно отнести универсальность его применения, наглядность информации большого числа технико-экономических показателей, к недостаткам дискретность функции. Отклонение тем значительнее, чем меньше вариантов разработки сравнивается с изменением высоты уступа по ним. На практике обычно принимают для сравнения два-три варианта, что приводит к значительным отклонениям высоты уступа рационального варианта от действительно оптимальной. Если же для расчета сравнивать большее число вариантов, то требуется значительный объем вычислительных работ.

Кроме того, оптимальную высоту уступа необходимо устанавливать не по месторождению в целом, а по уступам с учетом горно-геологических условий залегания полезных ископаемых и затрат на их извлечение по вариантам разработки [1].

Следовательно, определение оптимальной высоты рабочего уступа является неоднозначной и наиболее сложной горно-экономической задачей. В связи с этим возникла необходимость разработки методики определения оптимальной высоты уступа, учитывающей влияние:

- параметров горнотранспортного оборудования и взрывных работ через себестоимость добычи 1 m^3 горной массы;
- количественных показателей через изменение затрат на 1 t руды;
- качественных показателей через нормативные потери и разубоживание, определенные с учетом затрат на добычу и переработку 1 t руды.

Показатели рационального варианта разработки устанавливаются по результатам экономического сравнения технически возможных вариантов разработки [2].

За критерий необходимо принимать максимальную прибыль (или минимальные убытки для планово-убыточных горнодобывающих предприятий). Экономические последствия по сравниваемым вариантам рассчитываются по формуле:

$$Э_{пб} = \frac{H_i \cdot Sin\delta}{m \cdot Sin\alpha \cdot Sin\beta}(2r-1)\cdot C_T - r^2 \cdot c \cdot И_з Ц_0 - C_m, \quad (1)$$

где $Э_{пб}$ – экономические последствия, отнесенные к 1 t погашаемых балансовых запасов, у.е.; H_i – высота уступа i-го варианта разработки, m; δ - угол, который при $\alpha > \beta$ равен $\alpha - \beta$, при $\beta > \alpha$ равен $\beta - \alpha$ и при несогласном падении контакта рудного тела с линией откоса уступа $\delta = \alpha + \beta$, градус; T – горизонтальная мощность залежи, m; α - угол падения контакта залежи, градус; β – угол откоса рабочего уступа, градус; R – определитель потерь рационального варианта разработки, доли ед.; C_m – затраты на добычу, транспортирование и переработку 1 t руды, включающие затраты на разведку данного полезного ископаемого, сум, приняты условно; c – содержание полезных компонентов в рудах разрабатывае-мого блока, участка, заходки или уступа, %; $И_з$ – коэффициент извлечения условного металла в концентрат на обогатительной фабрике, доли ед.; $Ц_0$ – государственная оптовая цена основного полезного компонента (металла) в концентрате, у.е/t.

Определитель потерь рационального варианта разработки:

$$r = \frac{a_{хв}}{c} + \frac{C_m}{0{,}01 \cdot c \cdot Ц_0}, \quad (2)$$

где $a_{хв}$ – содержание полезных компонентов в хвостах обогащения данного полезного ископаемого, %.

В связи с тем, что при технико-экономическом обосновании оптимальной высоты уступа следует ориентироваться не на сокращение вычислительных работ, а на повышение достоверности их результатов за счет применения аналитических методов и ЭВМ, методика расчета оптимальной высоты рабочего уступа основана на применении программ ЭВМ.

В зависимости от сложности решаемой задачи изменяется и применяемая для определения оптимальной высоты уступа программа. В одних случаях переменные H и C_m изменяются с постоянным шагом программа № 1 рис. 1, в других H изменяется с постоянным шагом, а C_m - с переменным программа № 2 рис 2. В одних случаях в результатах счета ЭВМ выдает сразу значение оптимальной высоты уступа (программы № 1 и 2), в других экономические последствия выдаются для каждой рассматриваемой

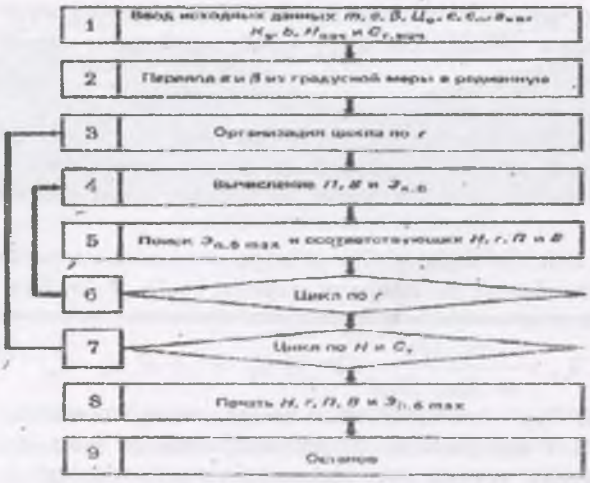


Рис. 1. Блок-схемы программы № 1.

высоты уступа, а специалист может выбрать по ним скорректированную высоту уступа, т. е. близкую к оптимальной, но имеющую какие-либо другие преимущества. Например, если экономические последствия при высоте уступа 10 m незначительно отличаются от экономических последствий при высоте 7,5 или 12,5 m, а разработка предыдущего участка осуществлялась с высотой уступа 10 m, то в этом случае можно за оптимальную принять высоту уступа, равную 10 m.

Высота уступа может быть оптимальной только в случае, когда показатели потерь и разубоживания обеспечивают рациональное извлечение полезных ископаемых из недр. В связи с этим в программах предусмотрено решение задачи, связанной с определением нормативных количественных ($П$) и качественных потерь ($В$), которые печатаются ЭВМ в результате счета для оптимальной высоты уступа (одна печать) или для каждой высоты уступа [3]. По значению этих показателей рассчитываются нормативные потери и разубоживание:

$$П_н = \frac{П}{100\%}, \quad (3)$$

$$Р_н = \frac{В}{К_э}100\%, \quad (4)$$

где $К_э$ – коэффициент эксплуатационных запасов; $К_э = 1 — П + В$.

Программы составлены в режиме «ап», они цикличные - цикл в цикле, восстанавливаются в любом цикле.

Условные обозначения в программах и сводной табл. 1:

- физическая величина $H\ r\ \alpha\beta\ K_р\ Ц_а\ c\ c_{уп}\ C_т\ a_{хв}\ в_у\ П_0\ В_у$;

- обозначения в режиме «ап» Н ш л б е д с *р t а в* х у*;

- физическая величина $Э_{п\,б}\ \alpha — \beta\ Р\ К_э\ Э_{п\,б}\ a.\ C_т\ m$;

- обозначения в режиме «ап» *z* и ы г ш *t s m* * .

Определение оптимальной высоты рабочего уступа может осуществляться и с помощью номограммы. Для ее построения необходимо иметь конкретные исходные данные. К ним относятся: среднее содержание полезного компонента в погашаемых балансовых запасах *с* и разубоживающих породах *в*, угол наклона рудного контакта α и откоса уступа β. Далее устанавливаются возможное изменение высоты уступа (H_1, H_2, H_3), затраты на добычу руды при различной высоте уступа и применяемом выемочно-погрузочном оборудовании $С_{д1}$, $С_{д2}$, $С_{д3}$, извлечение полезного компонента на обогатительной фабрике $И$, затраты на транспортирование $С_{тр}$ и переработку $С_{пер}$ 1 t руды. Большинство из них принимается по геолого-маркшейдерским документам, а себестоимость добычи руды рассчитывается по вариантам разработки. Например, в плане горных работ за рассматриваемый

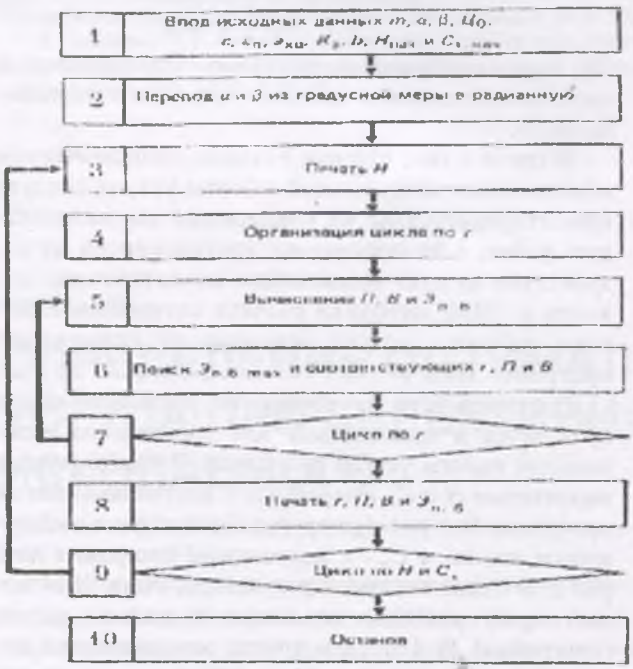


Рис. 2. Блок-схемы программы № 2.

Таблица 1

Сводная таблица для выбора программы ЭВМ

Номер программы	Исходные данные			Результаты счета
	Постоянные	Переменные		
		с постоянным шагом	с переменным шагом	
1	β, c, $c_{уп}$, α, $a_{хв}$ m, $Ц_о$, $К_э$ и b	r,H, ∩ $C_т$	-	H,r,П, В. $Э_{п\,б\,max}$
2	То же	r,H,	$C_т$	H,r,П, В. $Э_{п\,б\,max}$
3	»	r,H, ∩$C_т$	-	H*,r,П. В. $Э_{п\,б\,max}$
4	»	r,H,	$C_т$	H*,r,П, В. $Э_{п\,б\,max}$

Примечание. Параметры, объединенные знаком «∩» взаимосвязаны, т.е. с изменением одного из них изменяется и другой. Расчет ведется для каждого параметра, отмеченного знаком «».*

период наиболее представительными являются содержание условного металла (полезного компонента) 0,6 или 1% и мощность рудного тела 10 m. Далее исходим из того, что оптимальная высота уступа при добыче руды может изменяться от 5 до 15 m (5; 7,5; 10,0; 12,5 и 15 m). Можно принимать и другие изменения высоты уступа.

Согласно полученным на практике суммарным затратам на добычу, транспортирование и переработку 1 t руды (3 у.е.) и возможным их изменениям в зависимости от высоты уступа экономические последствия $Э_{п.б}$ рассчитываем исходя из $C_т$ = 2,8; 3,2; 3,4; 3,6; 3,8 и 4 у.е/t.

По результатам расчета экономических последствий при содержании полезного компонента c = 0,6 % строим номограмму, показанную на рис. 3, *а*, а для содержания c = 1%-показанную на рис. 3, *б*.

Затем, используя аналитическую форму (1) или программы ЭВМ, приведенные выше, рассчитываем экономические последствия по вариантам разработки при высоте уступа с учетом себестоимости добычи и переработки руды.

Пример:

Высота уступа, m.....5, ...7,5.....10.....12,5.....15
Затраты на добычу, транспортирование и переработку, у.е/t.
I вариант.....3,15....3,05.....3,95....2,9
II вариант.....3,25....3,1.....3.....2,9.....2,8
III вариант.....3,4 ....3,15 .....3.....2,85.....2,7

Для установления оптимальной высоты уступа необходимо для каждого варианта разработки согласно исходным данным найти экономические последствия. Например, затраты в I варианте при высоте уступа 5 m равны 3,15 у.е/t. На номограммах для c — 0,6% и c = 1% искомые точки в соответствии с данной высотой уступа находим между кривыми экономических последствий с затратами 3,1 и 3,2 у.е/t. Аналогично находим точки для высоты уступа 7,5; 10; 12,5 и 15 m. Затраты в этих точках равны 3,05; 3; 2,95 и 2,9 у.е/t.

Соединив точки, как это показано на рис. 3, *в, г* получим кривую, экстремальное значение которой соответствует оптимальной высоте уступа. Так же находим оптимальную высоту уступа в I и II вторых вариантах.

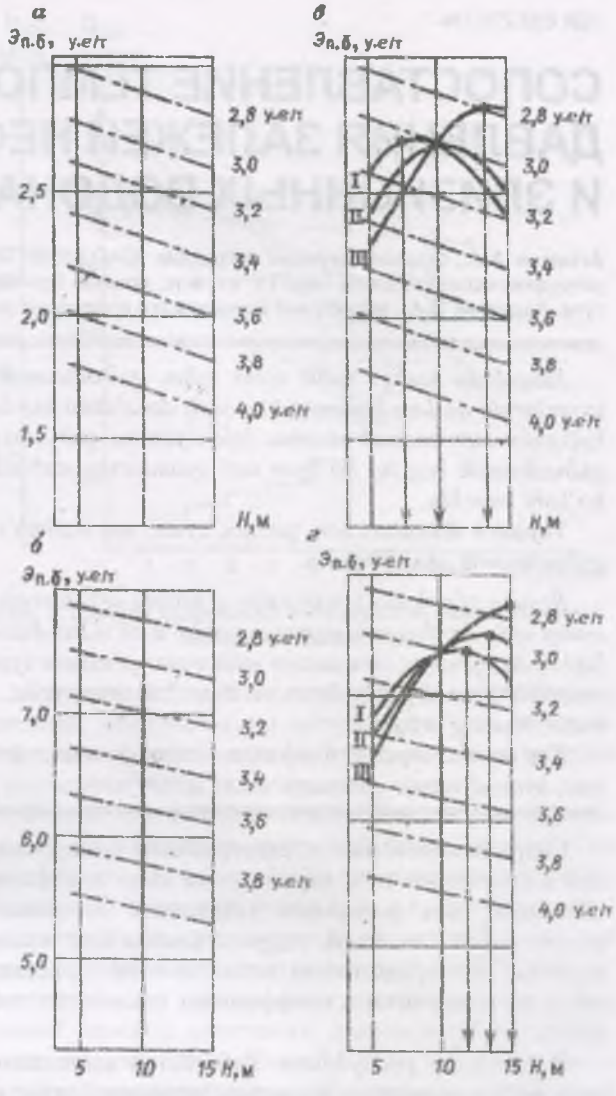


Рис. 3. Графики зависимости экономических последствий $Э_{п.б}$ от высоты уступа Н (*а* и *б*) и примеры определения оптимальной высоты уступа для трех вариантов изменения затрат (*в* и *г*). Точкой обозначен рациональный вариант разработки.

Библиографический список

1. Фисенко Г. Л. Устойчивость бортов, карьеров и отвалов. М., Недра. 1985.
2. Сборник руководящих материалов по охране недр. Госгортехнадзор РФ М., Недра, 1993, с. 126-137.
3. Галустян Э.Л. Конструирование нерабочих бортов глубоких карьеров. Горный журнал, 1984. № 10, с. 57-59.

УДК 622.276.1/4

© Агзамов А.А., Хайитов О.Г., Рустамов М.У., Халимов О.А. 2016 г.

СОПОСТАВЛЕНИЕ ТЕМПОВ ПАДЕНИЯ ПЛАСТОВОГО ДАВЛЕНИЯ ЗАЛЕЖЕЙ НЕФТИ В ИНФИЛЬТРАЦИОННЫХ И ЭЛИЗИОННЫХ ВОДОНАПОРНЫХ СИСТЕМАХ

Агзамов А.А., старший научный сотрудник ОАО «УзЛИТИнефтгаз», канд. техн. наук, доцент, **Хайитов О.Г.**, старший научный сотрудник-исследователь ТашГТУ, к.г.-м.н., доцент, **Рустамов М.У.**, магистрант Каршинского инженерно-экономического института, **Халимов О.А.**, магистрант Каршинского инженерно-экономического института

Maqolada tashqi subli zona bilan gidrodinamik bo'gliqlik darajasi bo'yicha turli geologik sharoitdagi neft uyumlarida qatlam bosimini pasayish darajasini hisoblash natijalari keltirilgan. Suyuqlik olish sur'atlari deyarli tang hollarda, suv bosimli sistema bilan yomon gidrodinamik bog'liq bo'lgan neft uyumlarida, suvli zona bilan yaxshi gidrodinamik bog'liq bo'lgan neft uyumlariga nisbatan, qatlam bosimini pasayish darajasini 2,5 marotabadan ortiq bo'lishi mumkin.

Tayanch iboralar: *kon, qatlam, uyum, sub bosimli sistema, infiltratsiya, yelizion, bosim, qazib olish, pasayish surati, gidrodinamik aloqa, faollik.*

Results of calculation of rates of falling of reservoir pressure of deposits of oil with various geological conditions on extent of hydrodynamic communication with water-bearing area are given in article. It is shown that in oil deposits with bad hydrodynamic connection with water-pressure system, at the compared rates of selection of liquid, decline rate of reservoir pressure can be more than 2,5 times more, than on deposits with good hydrodynamic communication with water-bearing area.

Key words: *deposit, formation, reservoir, water drive system, influent seepage, elysion, pressure, selection, decline rate, hydrodynamic communication, activity.*

Гидродинамическая характеристика месторождения в совокупности с параметрами газо- и нефтенасыщенных зон позволяют установить ожидаемый режим работы залежей, упругие запасы водоносной области, непосредственно влияющие на эффективность их разработки и коэффициент извлечения нефти.

В пределах республики Узбекистан выделяются пять нефтегазоносных регионов, различающихся по геологическому строению, нефтегазоносным комплексам, типам залежей, типом ловушек и природных резервуаров. Помимо этого в пределах этих нефтегазоносных регионов каждое месторождение характеризуется своими особенностями геологического строения, в том числе активностью гидродинамической системы.

Природный режим залежи определяется главным образом геологическими факторами: характеристикой водонапорной системы, к которой принадлежат залежи, расположением залежи в этой системе относительно области питания, геолого-физической характеристикой залежи - термобарическими условиями, фазовым состоянием углеводородов, условиями залегания, свойствами пород – коллекторов; степенью гидродинамической связи залежи с водонапорной системой.

Изучение водонапорных систем в пределах нефтегазоносных регионов Узбекистана показывают, что во всех имеются достаточно четкие области создания напора, приуроченные к горным обрамлениям впадин (Гиссарский хребет и его отроги, Зеравшанский, Туркестанский хребты) [1-3]. По мнению Х.Т. Туляганова, В.А. Кудрякова, С. Талипова и других ученых это свидетельствует о явном инфильтрационном типе водонапорных систем, при этом степень развития инфильтрационного водообмена отстает от степени развития процессов перераспределения давлений.

Во всех водонапорных системах региональный наклон пьезометрической поверхности постепенно уменьшающаяся с удалением от горных областей создания напора и осложняется за счет экранирования подземного потока литологического, тектонического или залежами. Вследствие чего наблюдаются признаки элизионного водообмена, наиболее отчетливо выраженных в виде аномально высоких пластовых давлений [4].

Необходимо отметить, что сведений о параметрах внешней водоносной области и степени их взаимодействия с нефтяной залежью имеется очень мало. Хотя, эти сведения являются важными и необходимыми для выявления энергетических возможностей законтурных вод и выбора рациональной системы разработки.

В связи с этим для оценки степени активности водонапорной системы в основном используется информация о фактическом падении пластового давления в залежи и сопоставления его с результатами расчета по формуле упругого режима [5].

В целях установления степени активности водонапорной системы проведены расчеты для двух геологических условий: 1 – для VIII пласта месторождения Северный Сох, с незначительным ухудшением

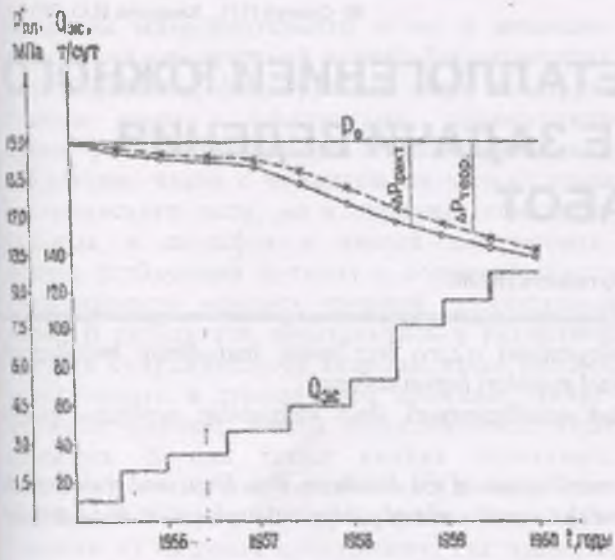


Рис. 1. График разработки VIII пласта месторождения Северный Сох: P_0 – начальное пластовое давление; $\Delta P_{факт}$ – фактическое падение пластового давления; $\Delta P_{теор}$ – расчетное падение пластового давления; $Q_ж$ – среднесуточный отбор жидкости.

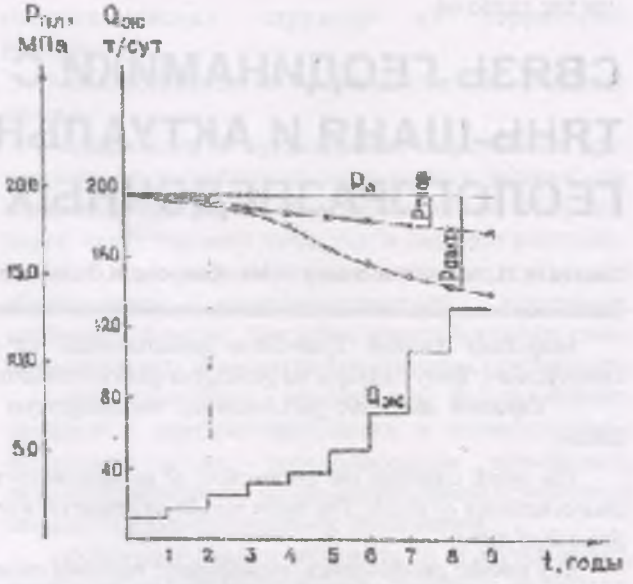


Рис. 2. График разработки V+VI пластов месторождения Западный Палванташ.

свойств пласта в законтурной части, но с достаточно хорошей гидродинамической связью с водоносной зоной: 2 - для V+VI пластов месторождения Западный Палванташ, с относительно плохой гидродинамической связью с законтурной зоной из-за имеющихся тектонических нарушений и значительным ухудшением коллекторских свойств пласта в законтурной области.

Расчеты проводились для случая бесконечного пласта в предложении, что водонапорная область, питающая залежь упругой энергией, имеет очень большие размеры. Пренебрегая упругой энергией, которая имеется внутри самой залежи, расчеты темпов падения пластового давления приведены по следующей формуле [6]:

$$\Delta P_n = \frac{\mu_B}{2\pi Kh}\sum_{i=1}^{n}\Delta q_i P(\tau-\tau_{i-1}),$$

где, ΔP_n – давление в точке n, mPa; μ_B – вязкость пластовой воды, mPa *c; K – проницаемость пласта в водонапорной области, mkm^2; h – толщина пласта в водонапорной области, m; Δq_i – добыча жидкости (приращение дебита) в пластовых условиях, m^3/s; $\tau_i = \frac{\eta n}{R\frac{2}{3}}$ τ_i – время начала действия отбора Δq_i, s; R_3 – радиус зоны отбора, m; $\eta = \frac{K}{\mu_z(m\beta_ж + \beta_c)}$ – коэффициент пьезопроводности пласта в законтурной области, m^2/s; $\beta_ж$, β_c – коэффициенты сжимаемости жидкости и пористой среды, $\frac{1}{Па}$; m – пористость, доли ед.

Из-за отсутствия данных значение параметра kh для водонапорной области было принято такое же, что и в нефтяных частях пласта.

По результатам расчетов были построены графики разработки VIII пласта месторождения Северный Сох и V+VI пластов месторождения Западный Палванташ приведенные на рис. 1 и 2.

Степень активности законтурной водонапорной системы оценивался по коэффициенту Z, который определялся сравнением фактического темпа падения с расчетным [6, 7].

Результаты расчетов показывают, что коэффициент Z для VIII пласта месторождения Северный Сох составляет 1, 2, 1, а для V+VI пластов месторождения Западный Палванташ более 3, 1, т.е. при сопоставимых темпах отбора жидкости из залежей с плохой гидродинамической связью с законтурной зоной, характерной для элизионных водонапорных систем, темпы падения пластового давления может превышать этот показатель более 2.5 раза, чем на залежах с хорошей гидродинамической связью с водоносной областью, характерной для инфильтрационной системы. Данный факт необходимо учитывать при проектировании нефтяных месторождений (залежей), особенно при решении задач для поддержания пластового давления и форсирования отбора жидкости.

Библиографический список

1. Абызбаев И.И., Саттаров М.М., Карцева А.В «Разработка нефтяных месторождений при режиме растворенного газа» - М.: Гостоптехиздат, 1962г., 151с.

2. Акрамходжаев А.М., Сайдалиева М.С. «Ферганский нефтегазоносный бассейн» - М.: Недра, 1971г., 280с.

3. Тулянганов Х.Т., Кудряков В.А., Талипов С. И. др. «Гидрогеология нефтегазоносных областей Узбекистана» - М.: Недра, 1973г., 152с.

4. Крылов А.П. «Проектирование разработки нефтяных месторождений. Принципы и методы» - М.: Гостоптехиздат, 1962г,. 430с.

5. Пермяков И.Г. «Экспресс метод расчета технологических показателей разработки нефтяных месторождений» - М.: Недра, 1975 г., 128с.

6. Талипов С. «Гидрогеологические условия межгорных впадин Узбекистана» //тр. «ИГРНИГМ», Вып. 4, 1972г., – С. 292-296.

7. Ходжибаев Н.Н. «Естественные потоки грунтовых вод Узбекистана» - Ташкент: ФАН, 1971г., 174с.

УДК 552.12:553.06

© Снитка Н.П., Хамроев И.О. 2016 г.

СВЯЗЬ ГЕОДИНАМИКИ С МЕТАЛЛОГЕНИЕЙ ЮЖНОГО ТЯНЬ-ШАНЯ И АКТУАЛЬНЫЕ ЗАДАЧИ ВЕДЕНИЯ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ РАБОТ

Снитка Н. П., главный инженер НГМК; **Хамроев И.О.**, зам. главного геолога НГМК

Maqolada Janubiy Tyan-Shan geodinamikasi va metallogeniyasi o'zaro bog'liqligi; hududining metallogenik xususiyatlari. Ilmiy tadqiqot va geologiya qidiruv ishlarining faol masalari bayon etilgan.

Tayanch iboralar: *geodinamika, metallogeniya, hudud metallogeniyasi, ilmiy tadqiqotlar, geologiya qidiruv ishlari.*

The work contains the connection of geodynamics with metallogeny of the Southern Tien Shan and metallogenic characteristics of fields. The main results of research works and the urgent tasks of geological exploration (GE) are also described there.

Key words: *geodynamics, metallogeny, regional metallogeny, tasks of research works and geological exploration.*

Территория Узбекистана, расположенная на стыке Туранской плиты с горными хребтами Тянь-Шаня, которая сформировалась в результате эпиплатформенного орогенеза в альпийский неотектонический цикл. Горные сооружения представлены, главным образом, скальными, в разной степени метаморфизованными породами протерозойского и палеозойского возраста. В равнинных частях эти образования формируют складчатые основания платформы, перекрытые мезо-кайнозойским осадочным чехлом.

До 80-х годов в истории геологического развития регионов Центральной Азии господствовал фиксистский методический подход, базирующийся на принципах учения о геосинклиналях и предполагал заложение геосинклинальных систем Северного и Южного Тянь-Шаня в рифее-кембрии и среднем позднем девоне, соответственно, затем их орогенное воздымание и переход в платформенное развитие.

Такая точка зрения являлась определяющей в большинстве историко-геологических исследований. Тектоника литосферных плит (геодинамика), начала складываться в середине 80-х годов и исходит из примата мощных горизонтальных подвижек, раскола и раздвига древнего докембрийского фундамента, заложения мезоокеанических бассейнов на коре океанического и переходного типов, их закрытия путём коллизии и субдукционных процессов.

Основные положения этой точки зрения изложены в работах Т.Н. Далимова и др. (1986, 1993), И.А.Мухина (1986), А.К. Бухарина (1988), В.И. Троицкого (1990), Т.Н.Далимова, Т.Ш. Шаякубова и др. (1998) [1]. Геодинамика, базирующаяся на тектонике литосферных плит рассматривает природу глубинных сил и процессов, возникающих в результате планетарной эволюции Земли и обуславливающих движение веществ внутри планеты и является синтезирующей дисциплиной. Она использует данные геологии, геохимии и геофизики, а также широко применяет математическое и физическое моделирование глубинных процессов. Современная геодинамика это наука, получающая количественные оценки сил, действующих в недрах Земли.

К началу 2000-х годов накоплен значительный объем новых геологических материалов, который требовал анализа и обобщения, появились новые научно-методические разработки тектоники литосферных плит, позволяющие получать более достоверные представления о закономерностях формирования и локализации месторождений, дающие наиболее конкретные и адекватные геолого-геофизические представления для понимания закономерностей формирования и локализации месторождений. Учитывалось, что домезозойский фундамент Узбекистана представляет собой сложный ансамбль блоков (микроконтинентов) с древней сиалической корой, в разное время разделявшейся палеобассейнами с корой океанического типа и взаимодействовавших в течение всего палеозоя.

Сложноскладчатый фундамент слагают структурно-вещественные комплексы с образованиями различных геодинамических обстановок, аккретировавших в результате закрытия нескольких палеобассейнов.

Установлены разновременно существовавшие палеобассейны с корой океанического типа, иногда с проявлением повторного рассеянного спрединга, и включающие системы энсиматических островных дуг. Эти палеобассейны

разделяли микроконтиненты с до и нижнепалеозойской сиалической корой. Закрытие этих палеобассейнов, фиксируемых ныне по структурным швам с офиолитами, происходило путем разнонаправленной и разновременной субдукции, часто с подвигом не только коры океанического типа, но и окраино- континентальных и шельфовых частей микроконтинентов (субдукции А-типа) и сопровождалось счешуиванием верхних уровней поглощаемой коры. В результате образовались в различной степени сохранившиеся аккреционные призмы каледонского и герцинского времени. Аккреционные призмы имеют поправно-складчные строения. В них также входят аллохтоны, сложенные чешуями верхней части коры, поглощенной в процессе субдукции. Вне зависимости от возраста сооружения, как правило, наиболее верхний уровень занимают офиолитовые и островодужные, затем окраинно-континентальные и шельфовые разрезы. Допалеозойское кристаллическое основание микроконтинетов обнажается очень редко и его существование угадывается по покрывающим отложениям. В составе последних могут присутствовать образования активных и пассивных окраин, рифтогенных обстановок.

Процессы субдукции на активных окраи-нах сопровождались образованием наложенных вулканоплутонических поясов и молассовых (междуговых и задуговых) бассейнов. Эти элементы геологического строения в целом конформны палеограницам микроконтинентов. Кроме того, в позднем палеозое и раннем мезозое возникли конформные элементы внутриплитного и рифтогенного характера, трассируемые в основном по магматическим продуктам. Их образование обусловлено либо автономными глубинными причинами, либо проявлением значительно удаленных от рассматриваемой территории процессов (например, субдукция при сокращении Палеотетиса).

Современная структура домезозойского фундамента Центральной Азии создана каледонским (силур) и герцинским (карбон-пермь) тектоническими этапами. Главным содержанием их являются субдукционно-коллизионные процессы, в результате которых сформировались вулканоплутонические пояса на активных окраинах и аккреционные призмы на месте бывших палеобассейнов.

Анализ геологических особенностей формирования, установленных и предполагаемых геолого-промышленных типов рудных месторождений, позволил разработать их типизацию по связи с режимами и обстановками развития геодинамических структур на территории Республики.

Металлогенические особенности ее обусловленны:

-осадочными и вулканогенно–осадочными процессами, происходящими в различных фациальных зонах палеобассейнов, охватывающих как области с корой океанического типа, так и окраино континентальные и шельфовые части микроконтинентов с образованием железо-марганцевой конкреции, марганцевой руды, бокситов, стратиформных свинцово-цинковых и магнетит-гематитовых оруденений;

-магматическими процессами базальтоидного профиля в спрединговых зонах и эвсиматических островных дугах, определяющими хромитовое, титаномагнетитовое, медно-колчеданное с золотом и цинково-медно-колчеданное оруденение;

-субдукционными процессами и коллизиями, наиболее ярким проявлением которых являются: а) вулканоплутонические пояса на активных окраинах с медно-порфировым (с золотом), свинцово-цинковым (с серебром), золотым оруденением; б) аккреционные призмы с гранитоидными поясами, вмещающие золотое, золото-серебряное, олово-вольфрамовое, сурьмяно-ртутное оруденение;

-процессами постколлизионной активизации, обуславливающими вскрытие мантийных очагов, вывод магмо-и флюидопотоков в проницаемые зоны коллизионных структур и создание промышленных концентраций золотого, серебряного, вольфрамового и оловянного орудинения;

-рифтогенными процессами, выявляемыми по щелочным и контрастным магматическим формациям, сопровождаемым редкометальной минерализацией, дайками и трубками взрыва щелочных базальтоидов, алмазоносность которых доказана в последнее время;

-процессами внутриплитного континентального развития позднепалеозойского, мезозойско-кайнозойского времени с проявлением эмбри-онального и рассеянного рифтогенеза, сформировавшими вулканогенное наземно-эксгаляционное алунитовое и литиевое (стратиформное) оруденение, пневматолито-гидротермальное редкометально-флюоритовое с бериллием, гидротермальные вулканоплутаногенные и вулканогенные месторождения серебро-полиметалического, пятиэлементного, уранового и кварц-сульфидно-флюоритового типов, телетермальное кварп-карбонатно-киноварное оруденение, осадочно-эпигенетические стронци-евые и инфильтрационные месторождения медистых песчаников, экзогенное оруденение марганца в корах выветривания и урана в песчаниках [2].

Основные результаты научно-исследовательских работ, полученных в последние годы по изучению

геодинамической обстановки и рудообразования по Южному Тянь-Шаню, принципиально отличающихся от методологии гео-синклинальной теории рудообразования, основанной на представлениях о линейности структурно-формационно металлогенических зон, свидетельствуют, что:

Основополагающие признаки рудного объекта нужно искать как в самом месторождении, так и в геолого-структурной обстановке локализации рудных тел месторождения. Сам объект дает специалисту геологу четкое и исчерпывающее представление о рудовмещающих горных породах, морфологии рудных тел, околорудных метасоматических изменениях, продуктивных минеральных и геохимических ассоциациях, тектонических типах и экономических условиях отработки месторождения.

Закономерности развития и проявления геологических систем определяются в основном тектоническим их формированием, требуют выделения блоков и зон с определенным геодинамическим режимом, характеризующим не только тип, но и структуру геологических формаций, что составляет основу прогнозной части металлогенического анализа.

К настоящему времени намечается определенный спад в обнаружении крупных и уникальных месторождений золота пригодных для рентабельного освоения промышленностью, и особенно, вблизи действующих предприятий. Долголетние геологоразведочные работы территориальных подразделений вблизи открытых крупных месторождений практически завершены и смещаются на их фланги и другие районы, где обнаруживаются пространственно разобщенные и незначительные по объемам рудные объекты. В связи с малой изученностью огромных территорий горных предприятий, поиски золотого оруденения ведутся не систематично, с небольшими объемами бурения и главным образом, по обнаружению коренных выходов золотых руд на дневную поверхность. В этих условиях методика ведения научно-исследовательских и геологоразведочных работ должна ориентироваться на решение следующих актуальных задач:

1. Необходимо собрать в электронном виде всю имеющуюся в настоящее время первичную информацию по территории всего Узбекистана по опробованию наземных и подземных выработок, скважин, полученную за предыдущие годы различными организациями и ведомствами (Госкомгеология, НГМК, АГМК) с последующим составлением кондиционных карт рудоносности. Работа сложная, трудоемкая, требует неза-медлительного решения межведомственных вопросов и, по нашему мнению, должна быть выделена как государственная программа под эгидой представительной организации. Опыт таких работ был приведен нами на месторождении Кокпатас [3]. По такой методике авторов среди промышленных контуров выделены новые залежи, намечены и подтверждены новые промышленные скопления золота за пределами добычных карьеров, определены новые рудоконтролирующие структуры.

Изложенное показывает возможность перейти на поиски скрытых (слепых) золоторудных месторождений на площадях горных поднятий не по выходам руд на дневную поверхность, а по первичным ореолам рассеяния, выконтуринным даже по ограниченному количеству опробованных скважин. В данном случае возрастает возможность решить главную проблему поисковиков - найти основные рудонесущие структуры. Аналогично этому в течение с 1997-2003 г. нами также установлены перспективы месторождений Чармитанского рудного поля и выявлено месторождение Промежуточное (Урталик) [4].

Выполнен сводный подсчет запасов по трем месторождениям Чармитан, Гужумсай и Урталик. С утверждением в ГКЗ РУз статус месторождений Зармитанской золоторудной зоны повысился до особо крупного.

Построен и введен в эксплуатацию золотоперерабатывающий комплекс ГМЗ-4. Представляется, что по этой методике могут быть получены новые данные о перспективах рудоносности горных пород и их ближайшего обрамления в масштабе 1:25000-1:200000. Учитывая огромный объем накопленной за прошедшие годы информации, по-видимому, необходим поэтапный ее набор и систематическая обработка получаемого материала.

2. Вторая задача касается наиболее достоверных и подтвержденных критериев поисков наиболее технологичного кварц-золоторудного «Мурунтауского» типа руд. Кроме Мурунтау, Мютенбай и Триада (Чукуркудук) это мелкие однотипные месторождения Аякаши, Алтынсай и др., имеющие выход на дневную поверхность. Можно считать доказанным, что крупные месторождения данного типа локализованы в апикальных частях невскрытых эрозий гранитоидных массивов при многозначности геологических и тектонических факторов рудо-

контроля. Неоспоримую помощь в нахождении таких интрузивов могут оказать дистанционные методы исследования (Дистанционное зондирование Земли (ДЗЗ) и наземные геофизические работы), детально проанализированные специалистами, где выделены погребенные интрузии, рассчитаны верхние и нижние кромки их залегания, а также масштабы проявления. На дневной поверхности апикальные части интрузий могут фиксироваться овальными сгущениями разномасштабных трещин, уверенно картируемых по аэрофотоснимкам. При анализе проведенных геолого-съемочных работ масштаба 1:200000 нередко обнаруживались среды монотонных осадочно-метаморфических толщ пестрого Бессапана, нетипичные для них ореолы кварц-биотит-диопсидсульфидного состава весьма близкие к подобным преобразованиям пород на месторождении Мурунтау. На других месторождениях и рудопроявлениях эпигенетические преобразования пород и трещиноватость также как и, собственно, оруденение носят в основном линейный характер. Представляется, что в совокупности с данными по первой задаче, морфологии первичных ореолов рассеяния золота, изменению пород можно обоснованно выделить перспективные площади для поисков месторождений, как апикального, так и линейного типов.

3. Третья задача является наиболее проблематичной и касается геоструктурного положения Южно-Тянь-Шаньских дуг. В отличие от представлений многочисленных исследователей, подтвержденными затем детальными гео-структурными, литолого-фациональными исследованиями ВИМСа, больше фактов свидетельствует о глыбово-блочном строении Кызылкумов, нару-шенном герцинским тектогенезом. Последние сведения предполагают наличие в герцинской массе трех-четырех изолированных тектони-ческих докембрийских блоков - Букантауских, Тамдытауских, Ауминзатауских, Дарбазинских, краевые части которых, по опыту других регионов, являются при тектонической активизации благоприятной средой для локализации месторождений урана и золота. Однако этот вопрос нуждается в дальнейшей разработке.

4. Четвертая задача связана с разработкой концепции развития региональных геологических исследований, нацеленной на выявление истории геологического, металлогенического развития горнорудных районов на основе данных изучения всех аспектов геологической науки с составлением обязательных геологических карт и выделением прогнозно-перспективных участков различных полезных ископаемых на открытых и перекрытых территориях.

В завершении можно констатировать, что такая постановка задач позволяет с уверенностью утверждать, что вероятность выявления новых месторождений полезных ископаемых является весьма высокой.

Библиографический список

1. Геология и полезные ископаемые республики Узбекистан. Ташкент «Университет» - 1998г. – 723стр.

2. Рудные месторождения Узбекистана. Ташкент ИМР. 2001г. – 611стр.

3. Хамроев И.О., Руднев С.В., Достоверность оценки на рудоносной площади Кокпатаского рудного поля, материалы Республиканского научно-технического семинара «Актуальные задачи обеспечения достоверности результатов поисков, оценки и разведки МПИ» Ташкент 2010г.

4. Хамроев И.О. Многофакторная модель золоторудных месторождений Чармитанского рудного поля// Россия. Москва, ж, Руды и металлы – 2007г. - №5. – с.9.

УДК 550.343

© Юсупов В.Р., Ядигаров Э.М., Шукуров З.Ф. 2016 й.

КАРЖАНТОВ ЧУҚУР ЕР ЁРИҒИ СЕЙСМИК ФАОЛЛИГИНИ ГЕОЛОГИК-ГЕОФИЗИК УСУЛЛАР МАЖМУАСИ БИЛАН БАҲОЛАШ

Юсупов В.Р. ЎзР ФА Сейсмология институти кичик илмий ходими; **Шукуров З.Ф.,** ЎзР ФА Сейсмология институти кичик илмий ходими; **Ядигаров Э.М.,** ЎзР ФА Сейсмология институти кичик илмий ходими

В статье приведены аномальные изменения геомагнитного поля в зоне глубинного Каржантауского разлома и его отрогах. На основании данных повторных профильных и площадных измерений геомагнитного поля обработанных с помощью Spatial Analyst tools ГИС технологии построена первичная количественно моделированная карта.

Опорные слова: *Тектонические разломы, эпицентр землетрясения, геомагнитное поле, смещения, космогеодезия, ГИС технология, сейсмичность.*

Abnormal changes of the geomagnetic field in a zone of a deep Karzhantau break and its spurs are given in article. On the basis of these repeated profile and vulgar measurements of the geomagnetic field it is processed by means of Spatial Analysttools GIS technology and primary quantitatively model card is constructed.

Key words: *tectonic fault, hypocenter, geomagnetic field, distortion, GIS technology, seismicity.*

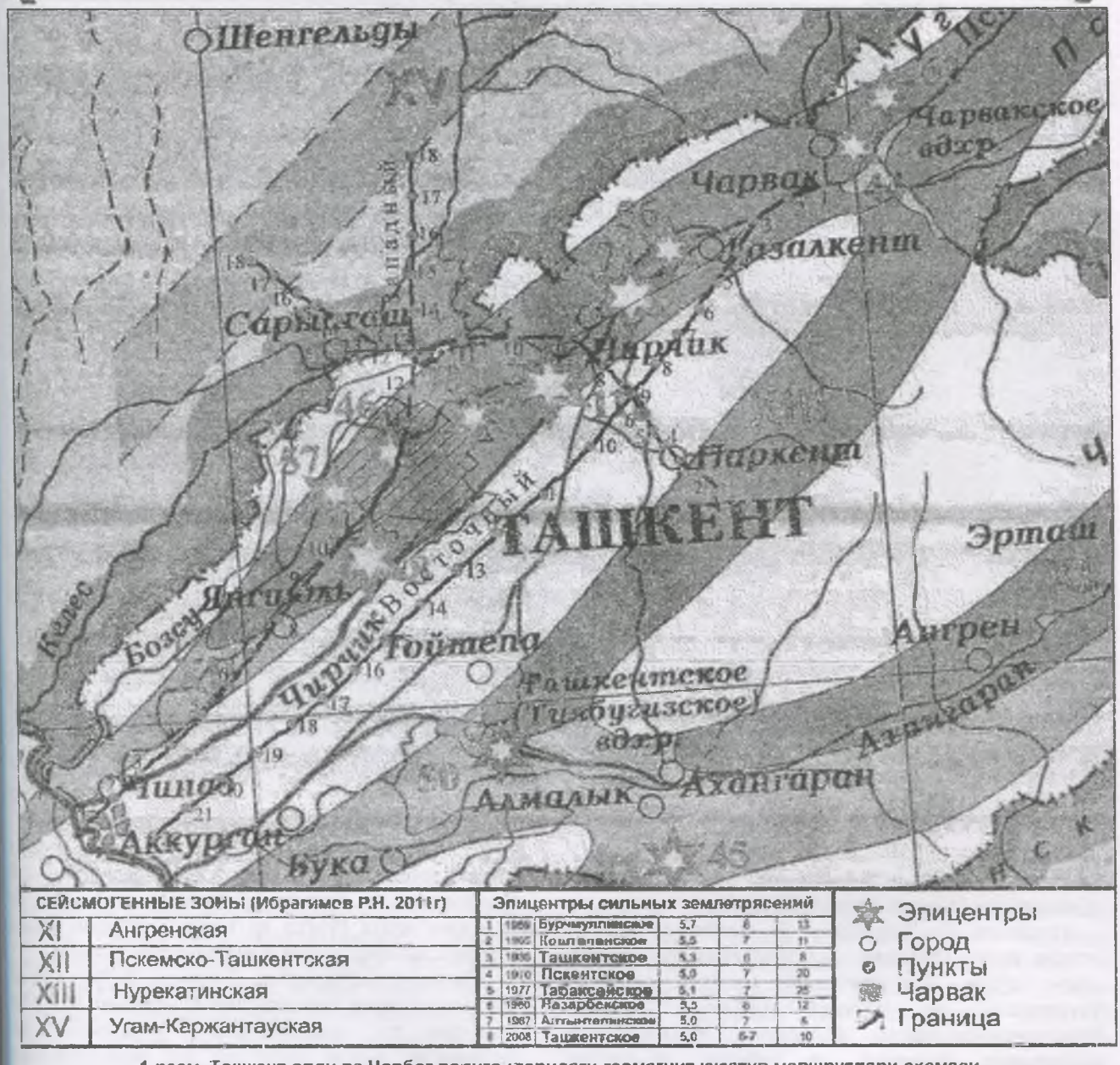
Ўзбекистон Республикаси ҳудудининг асосий қисми сейсмик фаол зоналарда жойлашган бўлиб уларнинг фаоллиги зонадаги чуқур ер ёриқларининг фаоллиги билан белгиланади. Тошкент геодинамик полигонининг сейсмик фаоллиги Каржантов чуқур ер ёригининг фаоллиги билан узвий боғлик. Каржантов ер ёриқлари ҳудудида кейинги 20 йил давомида 6 балдан 8 баллгача жадалликка эга бўлган 7 та зилзилалар қайд килинган. Тошкент олди ҳудудида умумий миқдорда 41 та сезиларли зилзилалар содир бўлган. Бу ерда содир бўлган кучли зилзилалар (Пском, 1937 йил, M=6,5; Бурчмулла, 1959 йил, M=5,7; Тошкент, 1966 йил, M=5,3; Товоксой, 1977 йил, M=5,3; Назарбек, 1980 йил, M=5,5; Тошкент, 2008 йил, M=4,7 ва бошкалар) айнан чуқур Каржантау ер ёриғи зонасида тайёрланганлигини ҳисобга олиб бу ҳудудда мунтазам геофизик кузатувлар ёрдамида ҳудуднинг сейсмиклигини баҳолаш мухим масалалардан биридир.

Тошкент олди полигонида сейсмиклик даражасини баҳолаш мақсадида 2016-2017 йилларга мўлжалланган ёш олимлар амалий лойихаси доирасида илмий тадқиқот ишлари олиб борилмоқда. Тадқиқот ишлари доирасида Каржантау чуқур ер ёригида геологик-геофизик кузатувлар олиб бориш ва кузатув натижалари асосида ҳудудни кучланган-деформацияланиш ҳолатини баҳолаш мақсад қилинган. Бундан ташкари ҳудудда содир бўлган зилзилалар эпицентрлари, зилзила механизмларини талкин қилган ҳолда геодинамик ва сейсмик жиҳатдан фаол ва нофаол ҳудудларни ажратиш ва ҳозирги вақтдаги олинаётган маълумотлар билан биргаликда қайта ишлаб ҳудуднинг кучланган-деформацияланганлик даражасини баҳолаш назарда тутилган.

Каржантов чуқур ер ёриғи ва у атрофидаги ҳудудларнинг геологик, тектоник тузилиши, сейсмиклиги, геофизик майдонлари, чуқур катламларининг тузилишини аниклаш; Ҳудуднинг геологик ҳолатини ўрганиш, литологик харита ва жадваллардан, унга қўшимча равишда космогеодезик кузатувлардан фойдаланиб, яъни горизонтал ва вертикал ҳаракатлар асосида силжишларни аниклаш; Ҳудуднинг 3D моделини яратиш, космогеодезиянинг DEM-Didgital elevation model ёрдамида ҳудуднинг геоморфологик ҳолатини моделлаштириш; Юкори аниклидаги МВ-01 протон магнитометрлари ёрдамида йирик тектоник ер ёриқларини тадқик этиш, ҳудуднинг геомагнит майдонида аномал ўзгаришларни аниклаш; СРП-6801 радиометри билан ернинг табиий радиоактив майдонини аниклаш, тектоник ер ёриқлари чегараларини, геологик тузилишини, замонавий тектоник ҳолатини мониторинг килиш; Тектонофизик съемка усули ёрдамида тектоник ер ёриқларини замонавий ҳолати, яъни тог жинсларининг ётиш азимути ва йўналиш азимутларини аниклаш оркали ер ёриқларини ҳаракат миқдорлари ва структурасини аниклаш; Сейсмологик ўрганиш, бўлиб ўтган зилзила эпицентрлари, зилзила механизмларини тахлили асосида геодинамик фаол ва нофаол ҳудудларни ажратиш, Тадқиқот якунида Каржантау чуқур ер ёригининг сейсмик фаоллиги даражасини баҳолаш ва олинган натижалар асосида ГИС технологиясидан фойдаланиб ҳудуднинг миқдорий моделларини яратиш кўзда тутилган.

Тадқиқот ишининг асосий илмий янгиликлари қуйидагилар хисобланади:

- Каржантау чуқур ер ёриғи ва Товоксой ер ёриқлари ҳудудида олиб борилган магнитометрик кузатувларни тахлил қилиш ва геологик шароити билан боғликлигини солиштириш;



1-расм. Тошкент олди ва Чорбоғ полигонларидаги геомагнит кузатув маршрутлари схемаси.

- юқори аниқликдаги МВ-01 протон магнитометрлари ёрдамида йирик тектоник ер ёрикларини тадқиқ этиш, ҳудуднинг геомагнит майдонида аномал ўзгаришларни аниқлаш ва ҳудуднинг кучланган-деформацияланиш ҳолатини баҳолаш;

- олинган натижалар асосида ГИС технологиясидан фойдаланиб ҳудуднинг миқдорий моделларини яратиш.

Ёш олимлар амалий лойихаси доирасида Тошкент геодинамик полигонининг Каржантау ва Товоқсой ер ёриклари ҳудулларида 50 дан ортик кайта кузатув пунктларида маршрут бўйича магнитометрик ўлчаш ишлари олиб борилди. Ҳар бир нуктада ўлчанган магнит майдон вариациялари киймати Янгибозор расадхонасига нисбатан ҳисоблаб топилди.

Юқорида келтирилган 1-расмда Тошкент олди ва Чорбоғ полигонларида геомагнит кузатув ишлари маршрут бўйича 1973 йилдан бошлаб ҳозирги кунгача Қ.Н. Абдуллабеков, С.Х. Мақсудов, Э.Бердалиев., А.И. Тўйчиев., В.Р.Юсупов ва бошқалар томонидан ўлчаш ишлари олиб борилади. Чорбоғ микрополигонида ер магнит майдонининг зилзилалар билан боғлиқ вариациялари ҳозирда зилзилаларни геофизик майдонларнинг аномал вариацияларига қараб прогноз килиш истиқболли усуллардан бирига айланди. Ернинг бирор қисмида (майдонида) зўриқиш-деформацияланиш жараёни давом этаётган бўлса, зилзила содир бўлишидан бир неча ой ва йиллар илгари бўлажак зилзила ўчоғида тоғ жинсларининг деярли барча физик хоссалари ўзгаради. Зилзила ўчоғида тектоник ҳаракат

2-расм. Чотқол-Курама тоғ зоналарининг геологик районлаштириш ва асосий интрузив тоғ массивлари жойлашишини схематик харитаси [В.В. Михайлов 2004 йил].

натижасида тоғ жинсларининг электр ўтказувчанлиги, магнит хоссалари, зичлиги, сейсмик тўлқинларни ўтказиш тезлиги ўзгаради.

Натижада бу жараёнлар ўз навбатида ернинг устида турли геофизик майдонларнинг ўзгаришига олиб келади. Тоғ жинслари магнит хоссалари ўзгариши, ер магнит майдони электр ўтказувчанлигининг ўзгариши, гравитацион майдоннинг ўзгариши ва сейсмик тўлқинлар таркалиш тезлигининг ўзгаришига сабабчи бўлади.

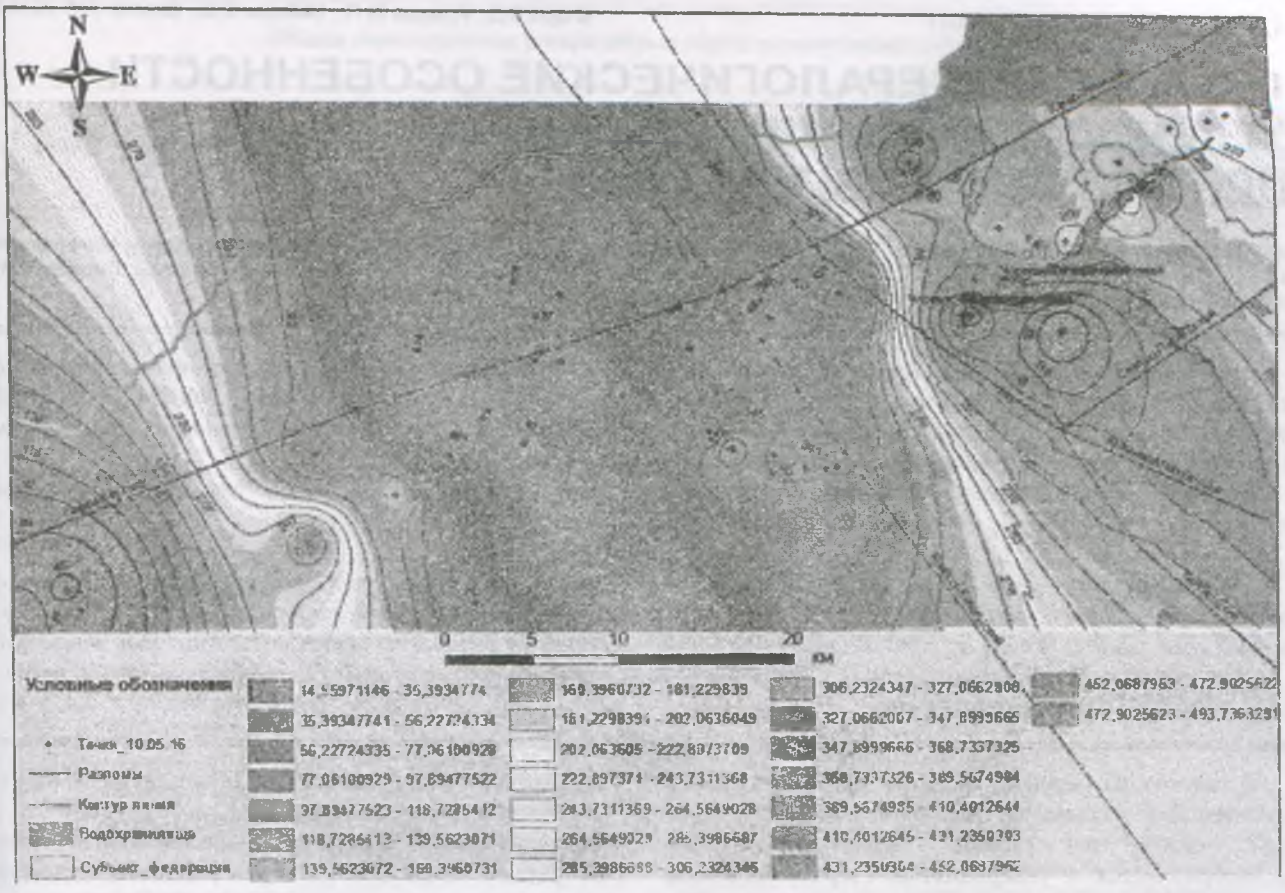
Чорбог сув омборидаги сув ҳажмининг ўзгариши ҳар сафар магнит майдонининг сезиларли ўзгаришига олиб келиши аникланди. Шу билан бирга олинган натижалар магнит майдонидаги ўзгаришларга фақат сув хажмининг ўзгариши эмас, балки мазкур ҳудудда ва унинг атрофидаги сейсмотектоник жараёнларнинг ҳам кучли таъсири борлиги аникланди [1-2].

Қуйида магнит майдонининг аномал вариацияларига турли магнитудали зилзилаларни тайёрланиш жараёнларининг бевосита таъсири ўрганилган. Геомагнит майдонда кузатилган локал аномалияларни таккослаш учун Чорвоқ сув омбори ҳудудида ва ундан R=200 km радиусда содир бўлган зилзилалар танлаб олинди. Бу танловда В.И. Уломов бўйича R<P20 холатини коникгирувчи зилзилалар, яъни зилзила ўчоғи ўлчамидан 20 маротаба катталикқача бўлган майдонда содир бўлган зилзилалар танлаб олинган [4].

Бу ўлчаш ишлари стационар ва кайта кузатув нукталарида мунтазам равишда ўтказилиб келинмокда ва бунинг натижасида ишм-фан учун ахамияти катта бўлган ер магнит майдони аномал ўзгаришларининг турли конуниятлари топилган.

Юкорида келтирилган 2-расмда Чотқол-Курама тоғ зоналарининг геологик районлаштириш ва асосий интрузив тоғ массивларининг жойлашиши акс эттирилган. Бунда интрузив тоғ массивларининг мезазой даврига ва тўртламчи даврдаги тузилишининг районлаштирилган ҳолати келтирилган. Мезазой даврига: 1-Курама; 2-Угам-Кумбел; 3-Чотқол; 4-Кассан-Каратерак тоғ массивларига ажратилган, тўртламчи даврда 5.1-Тошкент; 5.2-Чирчик; 5.3-Ангрен тоғ массивларига ажратилган [3].

Тадкикот якунида ArcGIS технологияси ёрдамида магнит майдон харитаси тузилди ва геологик харитага солиштирилди. Ўлчанган ер магнит майдонини таҳлил қилиш натижасида бир-хил тузилиши бўлмаган тоғ массивларининг аник чегараларини ажратиш мумкинлиги ГИС технологиясини қўллаш оркали аникланди. Бунга мисол қилиб юкорида келтирилган 2-расмдаги геологик ҳолат ва қуйида келтирилган 3-расмдаги ер магнит майдонининг аномал ўзгариш хариталарини келтириш мумкин. Бунда 2-расмдаги Угам-Кумбел зонаси



3-расм. Каржантау чукур ер ёриғи ва унинг атрофидаги ҳудудларнинг моделлаштирилган геомагнит майдони аномал ўзгариш харитаси (ArcGIS технологиясининг Spatial Analyst тахлили асосида).

чегараларига 3-расмдаги қизил ранг билан ажратилган ҳудуднинг чегараларини устма-уст тушиши юқори аниқликдаги магнитометрия тадқиқот ишларининг геологик тузулмаларни ажратишдаги самарадорлигини кўрсатади. Бундан ташқари олинган хариталарни бир бирига таққослаш натижасида бир-хил типда бўлмаган тоғ массивлари чегараларини, ер ёрикларининг чегараларини аниқлаш ва уни тадқиқ этиш мумкинлиги келтирилган.

Хулоса қилиб айтиш мумкинки олинган магнит майдон ўзгаришлари, яъни шу ҳудуддаги тоғ жинсларининг магнит хоссалари ва ҳудуднинг геологик ҳолати бир-бири билан боғлиқлигини кўрсатади. ArcGIS технологияси ёрдамида Каржантау чукур ер ёриги ва унинг атрофидаги ҳудудларнинг геомагнит майдони аномал ўзгаришининг миқдорий моделлаштирилган харитаси яратилди. Олиб борилган тадқиқот ишлари натижаларига асосан Тошкент геодинамик полигонидаги ер ёрикларини магнитометрик усул ёрдамида сейсмик ҳолатини назорат қилиб бориш мумкинлиги аниқланди.

Библиографик рўйхат

1. Абдуллабеков К.Н., Мақсудов С.Х., Тўйчиев А.И.. Юсупов В.Р. Аномальные вариации геомагнитного поля на Чарвакском полигоне сейсмической природы// ДАН РУз.- Тошкент, 2012.-№4, С.45-48.

2. Абдуллабеков К.Н., Юсупов В.Р. Особенности проявления сейсмичности в разноранговых тектонических структурах. «ДАН РУз», 2014 г., №1, С.43-46.

3. Михайлов В.В. Чотқол-Қурама регионидаги болғали вулканоген свитаси ва унинг маъдандорлиги. «Геология ва минерал ресурслар журнали», 2012 й., №6, 19-22 б.

4. Уломов В.И. Методика поиска прогностических признаков землетрясений. Информационное сообщение АН РУз, №186, 1977. 11с.

УДК (549+550.4): 553.983: 553.3.041

© Цой В.Д., Алимов Ш.П., Сайитов С.С., Силаев В.И. 2016 г.

ГЕОЛОГО-МИНЕРАЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ УГЛЕРОДСОДЕРЖАЩИХ ПОРОД ЦЕНТРАЛЬНЫХ КЫЗЫЛКУМОВ

Цой В.Д., начальник отдела Методики ГРР ГП НИИМР, докт. геол-мин. наук; **Алимов Ш.П.**, заведующий сектором Минералогии и геохимии ГП НИИМР; **Сайитов С.С.**, ведущий инженер-геолог сектора Минералогии и геохимии ГП НИИМР; **Силаев В.И.**, главный научный сотрудник Геологического института Коми НЦ УрО РАН

Maqolada Markaziy Qizilqum hududida tarqalgan uglerod sig'diruvchi tog' jinslarining mineralogik va geokimyoviy xususiyatlari keltirilgan. Zamonaviy tahlil usullaridan foydalangan holda tog' jinslari tarkibidagi uglerodli mahsulotlarning kelib chiqishi va uchrash shakllari aniqlangan. Shuningdek, alohida hududlarda tarqalgan uglerod sig'diruvchi qatlamlarning kompleks ma'danlashish xususiyatlari o'rganilgan.

Tayanch iboralar: *uglerod sig'diruvchi jinslar, Markaziy Qizilqum, mineralogiya, geokimyo, uglevodorod mahsulotalar, kelib chiqish, uchrash shakllari, element, ma'danlashish.*

Mineralogical and geochemical features of carboniferous breeds Central Kyzyl-Kum's are given in article. With use of modern analytical methods of researches the origin and a form of finding of carbonaceous substance in the studied breeds are defined. Also, features of complex mineralization of carboniferous breeds for certain sites of the Central Kyzyl Kun are studied.

Key words: *carbon-contained breeds, Central Kyzyl-Kum's, mineralogy, geochemistry, carbonaceous shale, origin, form of finding, details, emplacement.*

В настоящее время, судя по многочисленным публикациям, весьма актуальными, но при этом все еще слабо изученными являются вопросы рудообразования в углеродистых (черносланцевых) осадочных и вулканогенно-осадочных толщах. При этом на основе результатов исследований крупнейших месторождений благороднометалльных углеродистых руд, в частности в Центрально-Кызылкумском районе [1-6], уже сформулированы основные генетические принципы формирования таких месторождений. К таким принципам можно отнести следующее:

- рудные месторождения в углеродистых породах образуют отдельную, специфичную по генетическим свойствам группу углеродистых рудных формаций, специализированных на благороднометалльную и благороднометалльно-халькогенидную минерализацию;
- определяющим фактором рудоносности углеродистых пород является геодинамическая обстановка их формирования, а именно приуроченность к областям стыка океанических и континентальных плит, т. е. к образованиям аккреционных призм, включая породы карбонатных платформ и терригенный флиш на склонах океанических желобов, и островным дугам («субдукционно-гидротермальная модель рудообразования», «рудопроявления в аккреционной призме» и т. п.);
- образование масштабных месторождений происходит в два этапа – ранний этап рассеянного и незначительного по интенсивности обогащения продуктивными металлами и поздний этап перегруппировки и локального концентрирования рассеянной минерализации («сингенетичео-эпигенетические месторождения»);
- важнейшую роль в рудообразовании, особенно на ранней стадии, играет углеродистое вещество, варьирующееся по степени метаморфизации в широком диапазоне от гумино-сапропелитов до антраксолитов. Считается также, что месторождения именно в углеродистых породах достаточно скоро станут превалирующим источником благородных, включая элементы платиновой группы (ЭПГ), и некоторых очень редких металлов [7-8].

Нами была исследована коллекция углисто-кремнистых пород, отобранных в Центрально-Кызылкумском районе Узбекистана – на западном фланге Южно-Тяньшанской горной системы (табл.1). Этот район представляет собой систему невысоких горных гряд Букантау, Тамдытау, Аристантау, Аминзатау, Бельтау, Кульджунтау, в пределах которых к настоящему времени выявлено множество промышленно перспективных проявлений углеродистой рудной формации, включая и крупнотоннажное по ресурсам золоторудное месторождение Мурунтау [3, 9-10]. В современном геологическом плане эти структуры располагаются в области разворота субширотных Тяньшанид в субмеридиональные Уралиды, а в палеогеодинамическом смысле отражают процессы венд-раннепалеозойской субдукции океанической плиты в южной части Прототетиса под Казахско-Киргизский микроконтинент.

Исследованные образцы представлены темноцветными часто с зеленоватым оттенком породами, массивными и сланцеватыми, большей частью с

Таблица 1

Общая характеристика углеродистых пород кызылкумской коллекции

№ обр	Порода (полевое определение)	Геологическая привязка	Геодинамическая природа, СФК	Фазовый состав по данным рентгеновской дифрактометрии	Порода (лабораторное определение)
ТЕХ-1	Порода углисто-кремнистая	Месторождение Султан-Увайс, участок Султан-Бобо, джамансайская свита, D_1	Не определенная, карбонатный СФК	Кварц, гематит, хлорит	Микрокварцит
ТЕХ-10лф	Порода «графитизированная» (легкая фракция)	Хребет Букантау, участок Айтым	Не определенная	Кварц, хлорит, иллит, гематит, гётит	Концентрат УВ
ТЕХ-12	Сланцы углисто-кремнистые	Хребет Букантау, мест.Кокпатас, кокпатасская свита, Pt_{1-3}	Аккреционная призма,вулкано-карбонатно-кремнистый СФК	Кварц, хлорит, иллит, полевой шпат, пирит	Микрокварцит слюдистый
ТЕХ-12лф	Сланцы углисто-кремнистые (легкая фракция)	То же	То же	Кварц, хлорит, иллит, доломит, полевой шпат, диопсид	Тоже
ТЕХ-14а	Сланцы углисто-кремнистые, тонко-полосчатые	Хребет Кульджуктау, участок Таушан, таушанская свита, C_2	Аккреционная призма, вулкано-олистромовый СФК	Кварц, Fe-хлорит, иллит, полевой шпат	Слюдисто-кремнистая порода
ТЕХ-14б	Порода углисто-карбонатно-кремнистая			Кварц, Fe-хлорит, иллит, полевой шпат	То же
ТЕХ-15	Известняки битуминозные			Кварц, кальцит, Fe-хлорит, иллит, смешаннослойная фаза иллит/хлорит, цеолит	Кремнистый мергель
ТЕХ-16	Сланцы углисто-кремнистые	Хребет Кульджуктау, участок Хиасголитовый		Кварц, Fe-хлорит, иллит, андалузит	Слюдисто-кремнистая порода
ТЕХ-17	«Графит»	Хребет Кульджуктау, месторождение Тасказган		Полевой шпат, иллит, натролит, смектит, доломит, гематит	Концентрат графитоподобного УВ
ТЕХ-18	Кварцит алокарбонатный	Хребет Ауминзатау, месторождениеТасказган, тасказганская свита, Pt_{1-3}	Аккреционная призма,вулкано-карбонатно-кремнистый СФК	Кварц, Fe-хлорит, полевой шпат, иллит	Микрокварцит слюдистый
ТЕХ-19	Сланцы углисто-кремнистые	Хребет Ауминзатау, проявление «Песчаный», бесапанская свита	Энсиматическая островная дуга, терригенный СФК	Кварц, Fe-хлорит, полевой шпат, иллит	То же
ТЕХ-20	Сланцы углисто-карбонатно-кремнистые	Хребет Ауминзатау, бесапанская свита	То же	Кварц, хлорит, иллит, полевой шпат, пирит	Слюдисто-кремнистая порода
ТЕХ-21	Сланцы углисто-кремнистые	Хребет Нуратау, месторождение Марджанбулак, свита марджанбулакская, O_{2-3}	То же	Кварц, доломит, хлорит, иллит, пирит, УВ	То же
Коксай-1	Сланцы углисто-кремнистые	Хребет Букантау, участок Айтым, коксайская свита, O_{1-2}	То же	Кварц, иллит	Микрокварцит с сульфидами

Продолжение таблицы 1

КП-1	Сланцы углистые	Хребет Букантау, месторождение Кокпатас, карашахскаяфлишевая формация, C_{2-3}	Аккреционная призма, вулкано-олистромовый СФК	Кварц, Fe-хлорит, иллит, полевой шпат, УВ	Слюдисто-кремнистая порода
КП-2	Известняки окремненные с прослоями углистых пород	Хребет Букантау, месторождение Кокпатас, кокпатасская свита, Pr_3	Аккреционная призма, вулкано-карбонатно-кремнистый СФК	Кварц, иллит, апатит, УВ	То же
ОКЖ-2	Доломиты с прожилками	Хребет Букантау, месторождение Окжетпес, коксайская свита, O_{1-2}	То же, терригенный СФК	Кварц, иллит, гётит, УВ (сапропелевое ОВ)	Слюдисто-кремнистая порода
ОКЖ-3	Доломиты черные окремненные, переходящие в кварциты	То же	То же	Кварц	Микрокварцит
Д-6	Джаспероид с антимонитом	Месторождение Даугыз	Не опр	Кварц, доломит, антимонит	Микрокварцит

неясной слоистостью. Для них характерны пластические и хрупкие деформации, проявлением которых являются неинтенсивная плойчатость, субсогласные и секущие прожилки кварцевого и карбонат-кварцевого состава. Во многих образцах наблюдается рассеянная и незначительная по объему сульфидная минерализация, почти нацело представленная пиритом (рис. 1). Судя по разработанной для Центральных Кызылкумов классификации, эти образцы отнесены к проявлениям золото-кварцевой, золото-сульфидно-кварцевой и золото-серебряно-кварцевой углеродистым формациям. Один из образцов (Д-6) определен как джаспероид с гнездово-вкрапленным антимонитом (рис. 1).

В ходе исследований нами был использован комплекс физических и физико-химических методов:

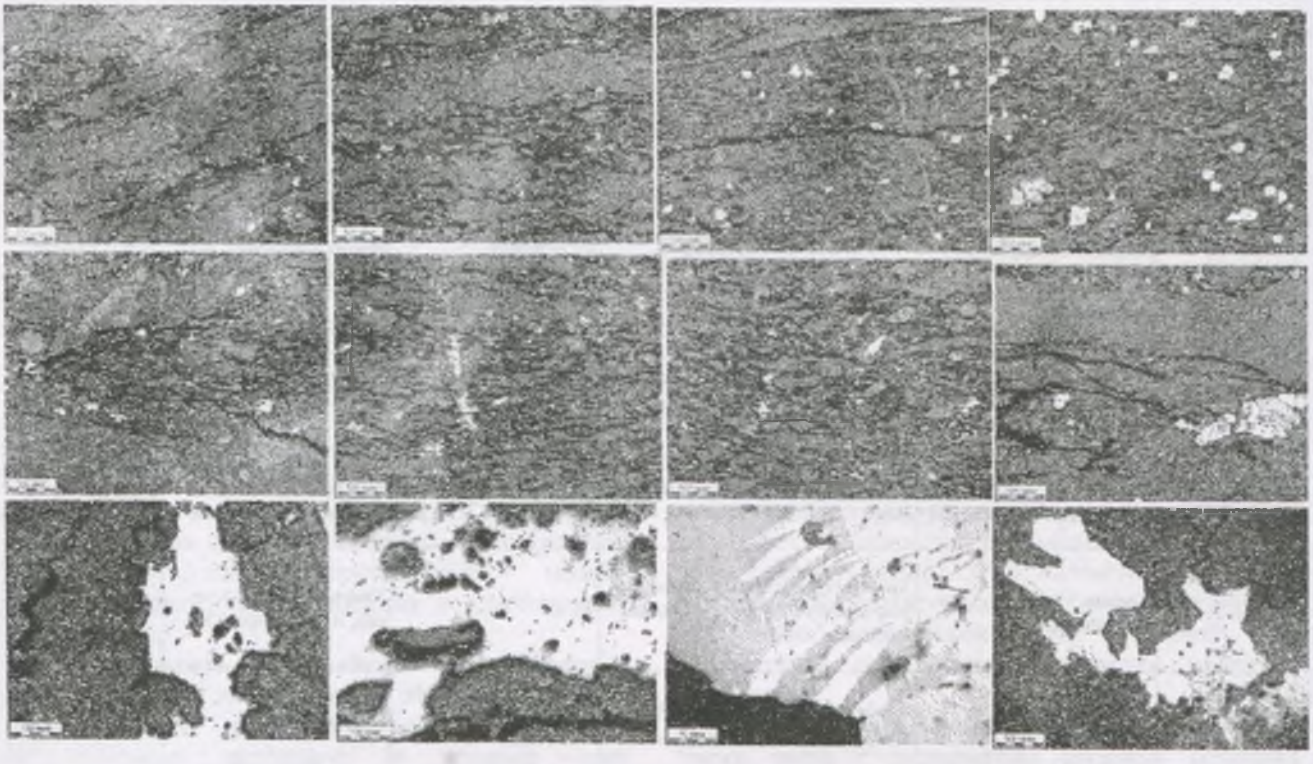


Рис. 1. Микроструктуры углисто-кремнистых пород и джаспероидов с антимонитом.

Таблица 2

Содержание микроэлементов в породах кызылкумской коллекции, ppm (g/t)

Микроэлементы	Тех-1	Тех-10л	Тех-12	Тех-12л	Тех-14а	Тех-14б	Тех-15	Тех-16	Тех-17	Тех-18	Тех-19	Тех-20	Тех-21
Cr	15,6 (0,19)	172 (2,07)	40,2 (0,48)	117 (1,41)	130 (1,57)	128 (1,54)	22,6 (0,27)	134 (1,61)	90,9 (1,10)	58,1 (0.7)	70,8 (0,55)	78,6 (0,95)	65 (0,78)
Ni	23,8 (0,41)	372 (6,41)	67,7 (1,17)	104 (1,79)	114 (1,96)	123 (2,12)	8,55 (0,15)	84,7 (1,46)	755 (13)	31,7 (0,55)	16,8 (0,29)	23,4 (0,40)	51,1 (0,88)
Co	6,5 (0,36)	5,23 (0,29)	10,5 (0,58)	15,2 (0,84)	18 (1)	21,1 (1,17)	0,64 (0,04)	10,3 (0,57)	45,8 (0,57)	4,84 (0,27)	3,8 (0,21)	6,34 (0,35)	15,4 (0,85)
Cu	7,02 (0,15)	645 (13,72)	19,7 (0,42)	29,4 (0,63)	25,1 (0,53)	29,4 (0,63)	20,4 (0,43)	30,5 (0,65)	1090 (23,19)	29,3 (0,62)	55,9 (1,19)	30,3 (0,64)	76,1 (1,62)
Zn	13,7 (0,17)	8,58 (10,34)	54 (0,65)	100 (1,20)	117 (1,41)	107 (1,29)	8,18 (0,10)	79,1 (0,95)	28,3 (0,34)	41,4 (0,50)	40,5 (0,49)	116 (1,40)	178 (2,14)
Mo	0,60 (0,55)	850 (1727)	0,70 (6,36)	7,82 (7,1)	0,71 (0,65)	1,17 (1,06)	1,10 (1)	1,44 (1,31)	1,67 (1,52)	3,33 (3.03)	7,6 (6,9)	2,35 (2,14)	5,25 (4,8)
Sn	0,20 (0,1)	0,49 (0,2)	1,17 (0,47)	1,62 (0,65)	2,70 (1,08)	2,51 (1)	0,40 (0,16)	2,47 (0,99)	2,57 (1,03)	2,10 (0,84)	2,78 (1,11)	3,28 (1,31)	1,73 (0,69)
Ag	0,04 (0,56)	12,70 (181)	0,25 (3,57)	0,22 (3,14)	0,037 (0,53)	0,05 (0,71)	0,20 (2,86)	0,065 (0,93)	0,73 (10,4)	0,71 (10,1)	0,27 (3,86)	31,3 (447,1)	2,56 (36,57)
Re	Следы	0,68 (97,1)	0,006 (0,83)	0,01 (1,43)	Следы	Следы	Следы	0,006 (0,83)	Следы	Следы	Следы	Следы	0,008 (1,2)
Te	Следы	0,98 (98)	Следы	0,52 (52)	Следы	Следы	Следы	Следы	0,51(51)	Следы	Следы	Следы	Следы
Se	0,30 (6)	56,5 (1130)	1,38 (27,6)	3,04 (60,8)	1,69 (33,8)	1,69 (33,8)	0,92 (18,4)	1,42 (28,4)	1,11 (22,2)	1,30 (26)	1,70 (34)	42,4 (848)	3,90 (78)
Bi	0,1 (11,1)	0,19 (21,1)	0,28 (31,1)	0,14 (15,6)	0,17 (18,9)	0,19 (21,1)	0,10 (11,1)	0,17 (18,9)	0,95 (105,6)	0,10 (11,1)	0,30 (33,3)	0,25 (27,8)	0,19 (21,1)
Rb	2 (0,01)	18,50 (0,12)	77,40 (0,52)	104 (0,69)	112 (0,75)	142 (0,95)	8,26 (0,06)	90,70 (0,6)	75 (0,5)	21,2 (0,14)	79,20 (0,53)	130 (0,87)	831 (0,55)
Sr	8,79 (0,03)	122 (0,36)	140 (0,41)	131 (0,38)	49,50 (0,15)	60 (0,18)	1920 (5,65)	44,50 (0,13)	101 (0,30)	163 (0,48)	531 (1,56)	227 (0,67)	554 (1,63)
Sb	1,73 (3,46)	53 (106)	10,70 (21,4)	11,50 (23)	7,76 (15,52)	26,90 (53,8)	4,77 (9,54)	8,19 (16,38)	7,73 (15,46)	4,17 (8,34)	1,15 (2,3)	831 (1662)	20,60 (41,2)
W	4,05 (3,12)	4,31 (3,32)	4,89 (3,76)	5,15 (3,96)	2,15 (1,65)	3,03 (3,33)	0,59 (0,45)	1,64 (2,4)	0,81 (0,62)	2,46 (1,89)	1,54 (1,18)	16,1 (12,38)	3,13 (2,41)
Pb	2,45 (0,15)	102 (6,37)	29,7 (1,85)	10,4 (0,65)	11,1 (0,69)	12,4 (0,77)	4,28 (0,27)	9,04 (0,57)	22,2 (1,39)	7,59 (0,49)	24,0 (1,5)	31,2 (1,95)	19,3 (1,21)
Th	0,1 (0,01)	2,22 (0,17)	8,3 (0,64)	15,7 (1,21)	11,6 (0,89)	10,9 (0,84)	1,48 (0,11)	9,86 (0,76)	7,74 (0,60)	11,4 (0,88)	11,6 (0,89)	12,5 (0,96)	9,07 (0,70)
U	0,25 (0,1)	745 (298)	1,86 (0,74)	4,32 (1,73)	2,58 (1,03)	3,08 (1,23)	1,44 (1,25)	2,57 (1,03)	0,75 (0,3)	4,9 (1,96)	16,9 (6,76)	3,14 (1,26)	5,84 (2,34)
Y	2,34 (0,12)	508 (25,4)	18,80 (0,94)	32,80 (1,64)	23,80 (1,19)	21,90 (1,10)	20,40 (1,03)	22,80 (1,4)	8,28 (0,41)	26,70 (1,34)	25,80 (1,29)	29,30 (1,47)	28,30 (1,42)
Ln (∑ РЗЭ)	4,11 (0,02)	489,77 (2,83)	118,07 (0,68)	323.04 (1,86)	152,45 (0,88)	146,85 (0,85)	61,65 (0,36)	137,16 (0,79)	114,78 (0,66)	131,24 (0,76)	148,82 (0,86)	175,77 (1,01)	120,82 (0,70)

- рентгенофлюоресцентный анализ химического состава горных пород (MESA-500W);

- определение содержания углерода в горных породах методом кулонометрического титрования по величине pH на экспресс-анализаторе Ан-7529М;

- определение содержания микроэлементов методом масс-спектрометрии индуктивно связанной плазмы – МС-ИСП (квадрупольный масс-спектрометр Perkin Elmer ELAN 9000);

- оптическая микроскопия (Полам Р-312 в комплекте с компьютеризированным комплексом OLYMPUS BX51);

-аналитическая сканирующая растровая электронная микроскопия (JSM-6400 с энергодисперсионным и волновым спектрометрами);

- рамановская спектроскопия с использованием спектрометра Renishaw InVia (лазер 785 nm, объектив ×50, усреднение по 10 сканам);

- рентгеновская дифрактометрия с применением дифрактометра Shimadzy XRD-6000; 8) термический анализ на автоматическом дериватографе Shimadzy DTG-60A/60AH.

По химическому составу исследуемые породы можно подразделить на три группы:

Продолжение таблицы 2

Микро-элементы	КП-1	КП-2	Окж-2, 3	Кок-1	Д-6
Cr	118 (1,42)	32,7 (0,39)	93,4 (1,12)	98,6 (1,19)	10,8 (0,13)
Ni	22,2 (0,18)	6,7 (0,12)	24,3 (0,42)	2,15 (0,04)	21,4 (0,37)
Co	4,5 (0,25)	1,4 (0,08)	6,52 (0,36)	0,50 (0,03)	1,66 (0,09)
Cu	58,6 (1,25)	14,8 (0,31)	25,2 (0,54)	10,3 (0,22)	6,97 (0,15)
Zn	74,4 (0,90)	31,60 (0,38)	68,90 (0,84)	15,40 (0,19)	6,54 (0,08)
Mo	11,6 (1,05)	0,6 (0,55)	4,08 (3,70)	10,80 (9,8)	0,6 (0,55)
Sn	1,75 (0,7)	0,95 (0,44)	3,85 (1,54)	2,55 (1,02)	0,33 (0,07)
Ag	0,48 (6,86)	0,61 (8,71)	0,59 (8,43)	0,11 (1,57)	0,59 (8,43)
Re	0,005 (0,74)	0,031 (4,43)	Следы	Следы	Следы
Te	Следы	Следы	Следы	Следы	Следы
Se	10,60 (212)	1,02 (20,4)	0,76 (15,2)	0,77 (15,4)	0,41 (8,2)
Bi	0,19 (21,1)	0,10 (11,1)	0,51 (56,7)	0,10 (11,1)	0,62 (68,9)
Rb	82,2 (0,55)	28,60 (0,19)	105 (0,7)	3,17 (0,02)	7,37 (0,05)
Sr	368 (1,08)	13 (0,04)	129 (0,38)	128 (0,38)	216 (0,64)
Sb	14,60 (29,2)	13,80 (27,6)	5,20 (10,4)	0,53 (1,06)	63,70 (127,4)
W	2,75 (2,12)	5,86 (451)	2,99 (2,3)	3,71 (2,85)	3,71 (2,4)
Pb	8,78 (0,55)	10,4 (0,65)	8,54 (0,53)	27,0 (1,69)	1,0 (0,06)
Th	5,74 (0,44)	3,44 (0,26)	6,18 (0,48)	0,87 (0,07)	0,87 (0,07)
U	13,1 (5,24)	3,19 (1,28)	4,09 (1,64)	2,9 (1,16)	2,9 (1,16)
Y	49,80 (2,49)	9,80 (0,49)	10,80 (0,54)	7,29 (0,36)	5,39 (0,27)
Ln (∑ РЗЭ)	158,86 (0,92)	39,16 (0,23)	130,25 (0,75)	28,20 (0,16)	16,82 (0,10)

Примечание. В скобках кларки концентрации (КК) относительно среднего содержания элементов в земной коре по А. П. Виноградову.

- микрокварциты и микрокварциты слюдистые;
- слюдисто-кремнистые породы;
- кремнистые мергели.

По результатам рентгенофазового состава (табл. 1) в них в качестве породообразующих установлены кварц, иллит (мелкочешуйчатый мусковит), железистый хлорит, полевые шпаты. Кроме того, в ряде образцов диагностированы некристаллическое углеродистое вещество и сульфиды – пирит с примесью арсенопирита. В одном образце выявлен андалузит. По своим литохимическим свойствам [11] проанализированные породы отвечают гипонорможелезистым силитам (Тех-1, 12, 18; Кп-2; Д-6), супержелезистым силитам (Тех-15; Окж-3), гипонорможелезистым сиаллитам (Тех-14, 16, 19, 20, 21; Кп-1; Окж-2). Очевидно, что силиты и сиаллиты отвечают соответственно микрокварцитам и слюдисто-кремнистым породам.

Содержание углерода в исследуемых породах варьируется в интервале от 0,11 до 6,01 мас. %, что соответствует диапазону от неуглеродистых до умеренно углеродистых черных сланцев [11]. Наряду с этим изученные нами породы по степени своей углеродистости вполне когерентны тектонизированным породам и золото-углеродистым рудам на месторождении Мурунтау [3].

Судя по минеральному составу и текстурно-структурным свойствам, исследуемые породы соответствуют хлорит-мусковитовой субфации фации зеленых сланцев. Учитывая присутствие в некоторых образцах андалузитовой модификации Al_2SiO_5, на диаграмме минеральных фаций метапелитов по А. А. Маракушева и В. А. Хохлов исследуемым породам отвечает поле в координатах T = 350–500°C, P = 2–3.5 kbar.

Микроэлементы. В составе образцов изученных пород выявлены 30 микроэлементов (табл. 2), из которых в сравнении с кларком для земной коры 77% являются избыточными, а 30 % могут быть признаны аномально избыточными (табл. 3). Весьма впечатляет тот факт, что в число избыточных и даже в одном случае аномально избыточных входит рений. Это является прямым и возможно первым подтверждением справедливости высказанного недавно предположения о вероятности промышленного концентрирования рения в углеродистых породах активных континентальных окраинах [8]. Важно также отметить, что выделенные из некоторых кызылкумских металлоносных пород концентраты углеродистого вещества (Тех-10лф, Тех-12лф) обнаруживают очень сильное обогащение практически всеми аномальными элементами даже в сравнении с обогащенными теми же микро-элементами исходными породами. По степени этого обогащения микроэлементы можно подразделить на три группы: 1) умеренно-концентрирующихся в 3–100 раз в последовательности увеличения степени концентрации Ag < Ge < Cr < Tl < Pb < Sb < Ni < Zn < Cu; 2) сильно концентрирующихся в 150–300 раз: Ln < Se < Y; 3) аномально концентрирующихся в 3000–20000 раз: W < Mo < Te < Re.

Анализ нормированных на хондрит и часто используемый в настоящее время литологический эталон, составленный на основе протерозойских глинистых сланцев с Австралийской платформы (PAAS), содержаний лантаноидов в исследуемых породах (рис. 2) приводит к следующим выводам.

Проанализированные нами породы значительно обогащены лантаноидами как в сравнении с хондритовым эталоном, так и в сравнении эталоном PAAS. При этом они характеризуются относительно хондрита отчетливо нисходящим трендом (падение относительных концентраций в направлении от легких лантаноидов к тяжелым), относительно PAAS преимущественно субгоризонтальным трендом. По уровню концентраций и характеру трендов исследуемые породы практически тождественны породам беспанской свиты, технологическим пробам золото-углеродистых руд с месторождения Мурунтау.

На фоне пород и руд явной аномалией выглядят концентраты углеродистого вещества. Последние отличаются не только гораздо большей концентрацией лантаноидов, но и существенно иным их трендом, указывающим на существенное относительное обогащение элементами самариевой и иттриевой подгрупп.

Углеродистое вещество. В настоящее время уже достигнуто понимание важной роли в крупномасштабном рудообразовании углеродистого вещества [12-14], однако практически все вопросы происхождения, фазового состава, структурного состояния, характера и пределов трансформации в эндогенных геологических обстановках, наконец, в целом геологической функции механизмов взаимодействия с рудообразующими элементами этого вещества все еще ждут своих решений. Достаточно сказать, что в настоящее время существуют громадные разногласия даже в том, с каким именно УВ мы имеем дело в рудных месторождениях – битумным некристаллическим или графитоподобным кристаллическим [15-17].

Существенно более чувствительным индикатором фазового состава УВ в геологических объектах является **рамановская спектроскопия** [18-19]. В ходе проведенных исследований нами были получены три типа спектров (рис. 3). Первый из них отвечает образцу гагата из проявления на Северо-Западном Пай-Хое. Этот спектр образован широкой полосой люминесценции, на фоне которой лишь наметились две рамановские линии с максимумами около 1315 и 1505 sm^{-1}. Такими спектрами характеризуется мало измененное органическое вещество. Второй тип спектра характеризует концентрат УВ и углеродистую слюдисто-кремнистую породу из Центральных Кызылкумов. В этом случае выявляются две хорошо разрешенные широкие и довольно интенсивные линии D и G с максимумами соответственно при 1324–1331 и 1602–1604 sm^{-1}, обусловленные A_{1g}- E_{ag}-модами колебаний атомов углерода. Такие спектры отвечают твердым битумам, достигающим антраксолитового уровня карбонизации. Наконец, для Тасказганского месторождения получен типичный для графита спектр, состоящий из одной очень узкой линии с максимумом при 1581 sm^{-1} и серии малоинтенсивных линий второго порядка в области 2400–3300 sm^{-1}.

Таблица 3

Геохимические особенности углеродистых пород Центральных Кызылкумов

№ обр.	Микроэлементы избыточные (КК = 1,5–50)	Микроэлементы аномально избыточные (КК > 50)
Тех-1	Bi, W, Sb, Se	Не обн.
Тех-16а	Hf, Ge, Cr, La, Ti, W, Pb, Nb, Zn, Cu, Bi, Y	Re, Te, Sb, Ag, U, Se, Mo
Тех-12	Pb, Ag, W, Hf, Mo, Sb, Se, Bi	Не обн.
Тех-12л	Y, U, Ln, Ag, W, Hf, Mo, Bi, Sb,	Te, Se
Тех-14а	Cr, W, Ni, Li, Hf, Sb, Bi, Se	Не обн.
Тех-14б	Cr, Li, Ni, Cs, W, Hf, Bi, Se	Sb
Тех-15	Ag, Sr, Sb, Bi, Se	Не обн.
Тех-16	Cr, Li, W, Hf, Sb, Bi	«
Тех-17	Mo, Hf, Ag, Ni, Sb, Se, Cu	Te, Bi
Тех-18	W, U, Zr, Mo,Sb, Ag, Bi, Hf, Se	Не обн.
Тех-19	Pb, Zr, Sr, Sb, Ag, Mo, Hf, Bi, Se	«
Тех-20	Cs, Pb, Mo, Hf, W, Bi	Ag, Se, Sb
Тех-21	Cu, Sr, Zn, U, W, Ba, Hf, Mo, Bi, Ag, Sb	Se
КП-1	Ba, W, Y, Hf, U, Ag, Bi, Sb	Se
КП-2	Re, Ag, Bi, Se, Sb	W
Окж-2, 3	Sn, U, W, Hf, Mo, Ag, Sb, Se	Bi
Кок-1	Ag, Pb, W, Mo, Bi, Se	Не обн.
Д-6	W, Se, Ag.	Bi, Sb
Беспанская свита (Голованов и др., 1998)	Sn, Pb, Mo, W, Sb	Bi, Ag

Таким образом, судя по данным рамановской спектроскопии в исследуемых породах присутствует некристаллическое УВ представленное битумами, метаморфизованными до стадии антраксолита. Исключение составляют углеродизированные апобазитовые метасоматиты, в которых присутствует не только антраксолит, но и графит.

Еще более чувствительным, чем рамановская спектроскопия, индикатором структурно-фазового состояния конденсированного углеродистого вещества являются его **термические свойства**, уже давно используемые для определения как степени метаморфизации собственно УВ, так и степени регионального метаморфизма вмещающих его горных пород [20]. В настоящее время уже понятно, что в основе упомянутого индикатора лежит

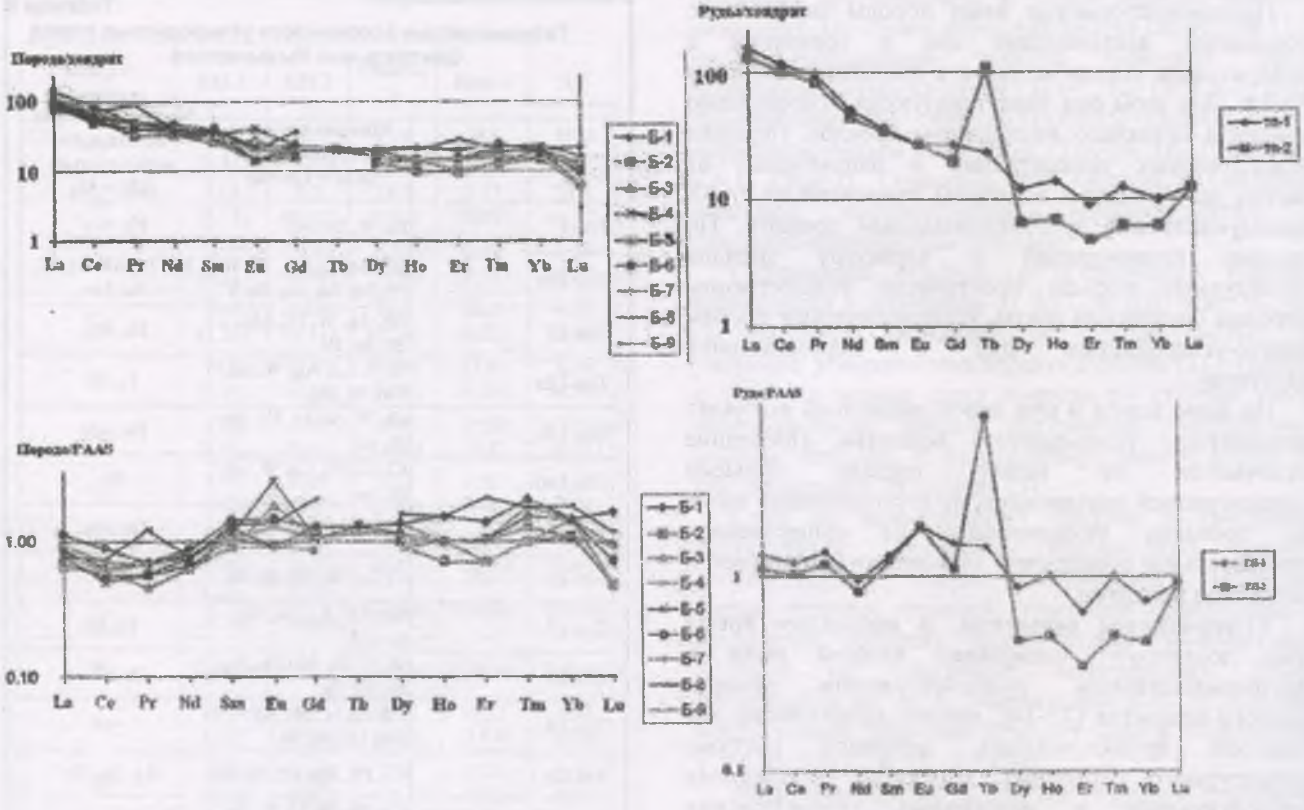


Рис. 2. Хондрит- и PAAS-нормированые тренды содержаний лантаноидов в исследуемых углеродистых породах и коцентратах углеродистого вещества, а также в породах рудовмещающей бесапанской свиты (Б-1...Б-9) и технологических пробах руд месторождения Мурунтау (ТП-1, 2).

достаточно упорядоченная тенденция пропорционального возрастания термической устойчивости углеродистых веществ по мере их карбонизации [21-22].

Термический анализ показал, что на кривых нагревания исследуемых пород проявляются до трех экзотермических пиков, которым отвечают собственные этапы потери массы. Судя по составу пород, эти эффекты обусловлены дискретно-ступенчатым выгоранием (термическим окислением) углеродистого вещества. Первый этап окисления начинается при температуре 255–379°С, а максимума достигает при 305–345°С Второму этапу соответствуют температура начала и экстремума выгорания соответственно в 330–450 и 425–585 °С. Третий этап приходится на те же температуры соответственно в 530–620 и 590–680°С. Исключением из этой картины являются результаты термического анализа УВ из апобазитовых метасоматитов месторождения Тасказган. В этом случае на кривой нагревания наблюдается один несколько уширенный, но интенсивный экзотермический пик, характеризующийся температурой начала и максимума окисления соответственно в 660 и 820°С.

На генеральной диаграмме термической устойчивости углеродистых веществ (рис. 4) точки исследуемых пород в соответствии с проявлением пиков выгорания распределились в диапазоне от асфальтов-низших керитов до высших керитов-антраксолитов. При этом керит-антраксолитовой степенью метаморфизации характеризуются именно образцы с сульфидами, отобранные на рудопроявлениях, например, Кокпатас, Айтым и Марджанбулак. Углеродистое вещество в легкой фракции «графитизированной породы – обр. Тех-10 лф также оказалось антраксолитом. Это совпало и с данными рентгеноструктурного анализа, приведенными выше. Что касается пробы «графита» из Тасказганского месторождения – Тех-17, то термические его свойства вполне соответствуют графиту.

Таким образом, проведенные термические исследования приводят к выводу о неоднородности, а возможно и гетерогенности УВ в исследуемых породах. Похоже, что в наименее измененных и минерализованных породах УВ характеризуется степенью метаморфизации, не превышающей уровня асфальтов-низших керитов. В более измененных породах с регистрируемой вкрапленностью сульфидов уровень метаморфизации УВ повышается до асфальтитов-керитов, достигая антраксолитового максимума в образцах, отобранных на месторождениях Айтым, Кокпатас и Марджанбулак. Аномальным в этом ряду выглядит графит из апобазитовых метасоматитов месторождения

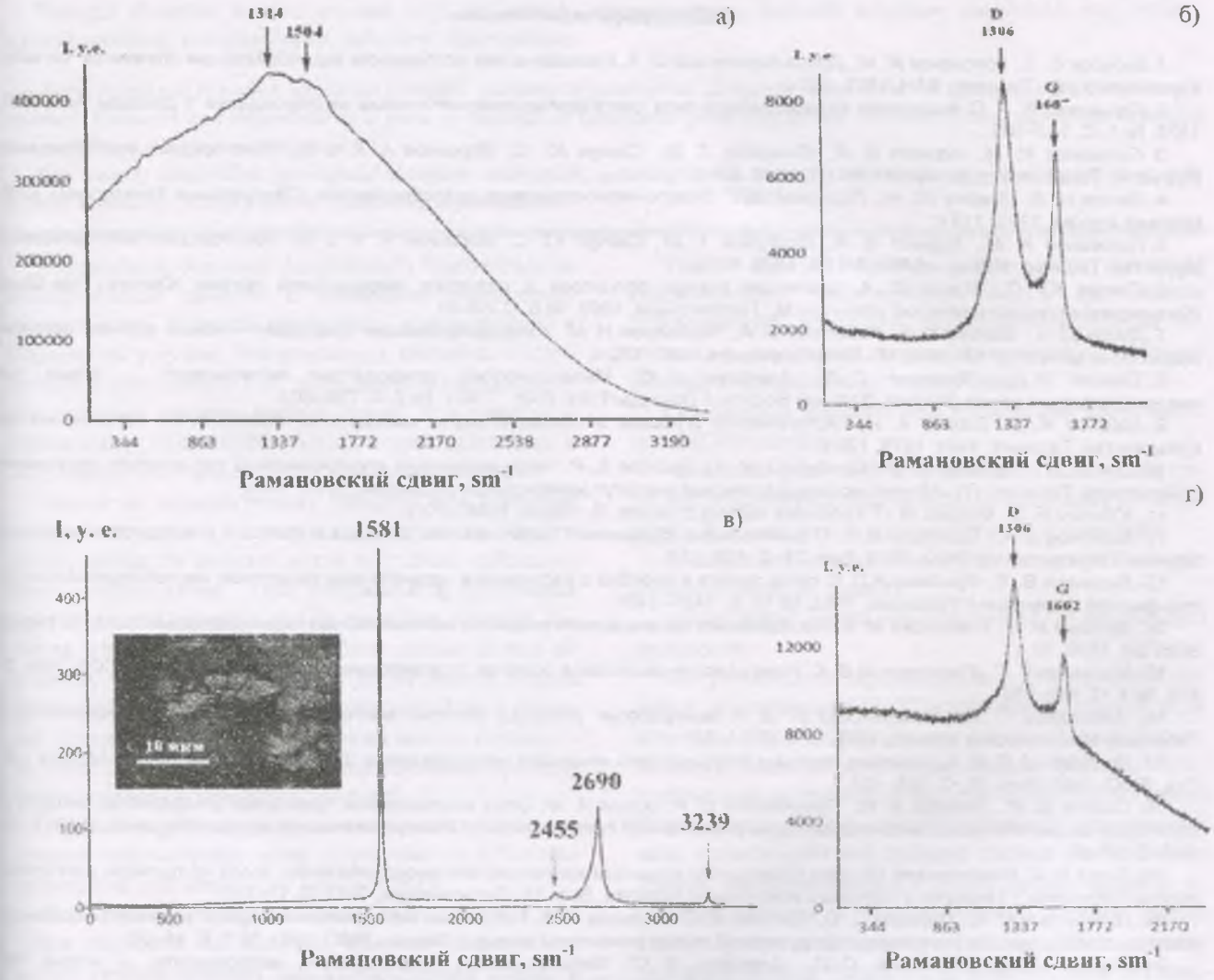


Рис. 3. Люминесцентный (а) и рамановские (б–г) спектры, полученные для концентрата УВ Тех-10лф (б), графита из Тасказганского месторождения (в) и углеродистой слюдисто-кремнистой породы КП-1 (г).

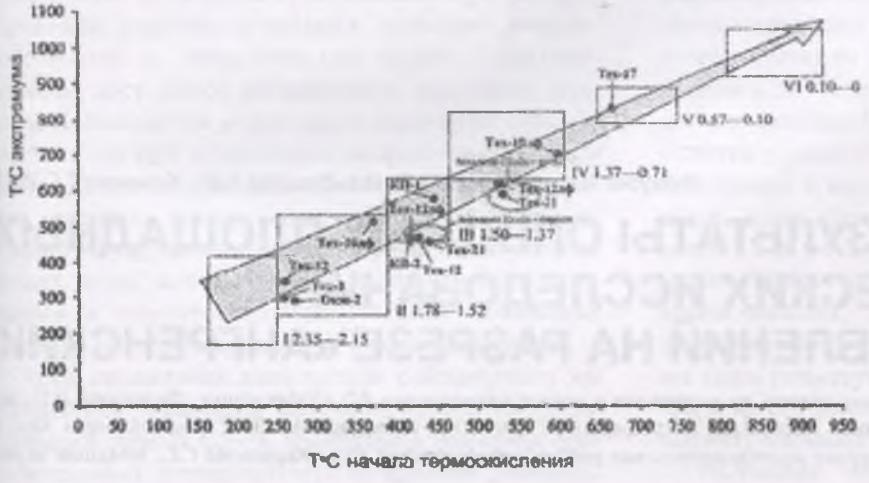


Рис. 4. Диаграмма термической устойчивости углеродистых веществ. Ступени «лестницы сгорания»: I – современные растения, микрогрибы, желчные камни, органическое вещество в современных осадках и неметаморфизованных осадочных породах, копролиты; II – асфальты, низшие кериты; III – асфальтиты, кериты; IV – высшие кериты, антраксолиты, шунгиты; V – графит, карбонады; VI – алмазы.

Тасказган, образование которого было связано, вероятно, с гораздо более высокотемпературным, возможно, магматическим процессом.

Следует также подчеркнуть, что метаморфизованное до уровня керитов-антраксолитов УВ в минерализованных породах Центральных Кызылкумов весьма близко совпало с УВ в рудовмещающих породах и золото-сульфидно-углеродистых рудах Западной Калбы, что только подчеркивает справедливость выделения особой группы углеродистых рудных формаций.

Библиографический список

1. *Бадалов С. Т., Голованов И. М., Дунин-Барковский Э. А.* Геохимические особенности рудообразующих элементов Чаткало-Кураминских гор. Ташкент: ФАН, 1971. 228 с.
2. *Гарьковец В. Г.* О выделении Кызылкумского типа сингенетично-эпигенетических месторождений // Доклады Ан СССР, 1973. № 1. С. 163–165.
3. *Голованов И. М., Хорват В. А., Шаякубов Т. Ш., Савчук Ю. С., Воронков А. К. и др.* Золоторудное месторождение Мурунтау. Ташкент: Изд-во «ФАН» АН РУ, 1998. 539 с.
4. *Котов Н. В., Зверев Ю. Н., Порицкая Л. Г.* Золото-черносланцевое рудообразование (Центральные Кызылкумы). СПб: Невский Курьер, 1993. 115 с.
5. *Голованов И. М., Хорват В. А., Шаякубов Т. Ш., Савчук Ю. С., Воронков А. К. и др.* Золоторудное месторождение Мурунтау. Ташкент: Изд-во «ФАН» АН РУ, 1998. 539 с.
6. *Савчук Ю. С., Мухин П. А.* Эволюция рудных процессов в структуре аккреционной призмы Южного Тянь-Шаня (Кызылкумский геодинамический полигон). М.: Геотектоника, 1993. № 6. С. 63–81.
7. *Додин Д. А., Золоев К. К., Коротеев В. А., Чернышов Н. М.* Углеродсодержащие формации – новый крупный источник платиновых металлов XXI века. М.: Геоинформмарк, 2007. 130 с.
8. *Томсон И. Н., Полякова О. П., Алексеев В. Ю.* Металлоносные углеродистые метасоматиты – новый тип концентрирования рения (Россия, Дальний Восток) // Доклады РАН, 2005. Т. 401. № 6. С. 799–801.
9. *Айсанов Я. Б., Егоров А. И.* Геологическое строение и основные черты минералогии палеозойских образований гор Кульджуктау. Ташкент: ФАН, 1978. 120 с.
10. *Цой В. Д., Королева И. В., Мундузова М. А., Захидов А. Р.* Нетрадиционный апокарбонатный тип золотого оруденения Узбекистана. Ташкент: ГП «Научно-исследовательский институт минеральных ресурсов», 2011. 174 с
11. *Юдович Я. Э., Кетрис М. П.* Геохимия черных сланцев. Л.: Наука, 1988. 272 с.
12. *Баскаков Б. А., Синицина В. Н.* О соотношении содержаний органического углерода и золота в углеродистых породах // Записки Узбекского отд. ВМО, 1976. Вып. 29. С. 176–178.
13. *Виленкин В. А., Фридман И Д.* О связи золота и серебра с рассеянным органическим веществом месторождений золото-сульфидной формации // Геохимия, 1983. № 10. С. 1487–1491.
14. *Волкова И. Б., Богданова М. В.* Исследование органического вещества металлоносных черносланцевых толщ. Л.: Изд-во ВСЕГЕИ, 1983. 32 с.
15. *Марченко Л. Г., Ковалевский В. К.* Углеродистое вещество в золотом стратиформном оруденении // ДАН СССР, 1984. Т. 279. № 4. С. 982–985.
16. *Чеботарев Г. М., Василевский Б. Б.* К минералогии углерода золотых месторождений Западного Узбекистана // Узбекский геологический журнал, 1979. № 3. С. 44–52.
17. *Ярославский Р. И.* К познанию природы углеродистого вещества месторождений Западного Узбекистана // Записки Узб. Отд. ВМО, 1985. Вып. 38. С. 155–159.
18. *Силаев В. И., Лютоев В. И., Петровский В. А., Хазов А. Ф.* Опыт исследований природных углеродистых веществ и некоторых их синтетических аналогов методом рамановской спектроскопии // Минералогический журнал (Украина). 2013. Т. 35. № 3. С. 33–47.
19. *Бискэ Н. С.* Рамановские спектры углеродного вещества контактово-метаморфизованных пород на примере шунгитовой залежи Лебещина // Геология и полезные ископаемые Карелии. Вып. 15. Петрозаводск, 2013. С. 70–76.
20. *Годлевский М. Н., Фирсова С. О., Заскинд Е. С., Иванова О. А.* Некоторые методические вопросы изучения рассеянного углеродистого вещества (на примере продуктивной толщи печенгской серии) // Записки ВМО, 1981. № 1. С. 48–58.
21. *Томсон И. Н., Полякова О. П., Алексеев В. Ю.* Металлоносные углеродистые метасоматиты – новый тип концентрирования рения (Россия, Дальний Восток) // Доклады РАН, 2005. Т. 401. № 6. С. 799–801.
22. *Силаев В. И., Ковалева О. В., Меньшикова Е. А., Петровский В. А.* «Лестница сгорания» Шарля Жерара или шкала термической устойчивости углеродистых веществ в приложении к геологии // Органическая минералогия: Материалы III Российского совещания по органической минералогии. Сыктывкар: Геопринт, 2009. С. 42–47.

УДК 550.8.054

© Якубов С.И., Сидорова И.П., Игамбердиев Э.Э., Каримова Г.Г. 2016 г.

НЕКОТОРЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ ОПЫТНЫХ ПЛОЩАДНЫХ СЕЙСМОЛОГИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ ОПОЛЗНЕВЫХ ЯВЛЕНИЙ НА РАЗРЕЗЕ «АНГРЕНСКИЙ»

Якубов С.И., канд. техн. наук, начальник отдела по инновации и новым технологиям АО «Узбекуголь», **Сидорова И.П.,** канд. геол-мин. наук, заведующая лабораторией «Структура литосферы» ИГГ АН РУз., **Игамбердиев Э.Э.,** канд. геол-мин. наук, начальник управления по координации научно исследовательских работ Госкомгеологии РУз., **Каримова Г.Г.,** младший научный сотрудник ИГГ АН РУз

Maqolada «Angren» ko'mir konidagi ko'chkilarni, ya'ni geologik halokatlarni kompleks tadqiqotidagi ilmiy izlanishlarning ayrim natijalari yoritilgan. Ko'chkilarning o'ziga xosligi va tabiiy geologik halokatlardan qayd etilishining ko'rinishlari bilan farqlanishi keltirilgan.

Tayanch iboralar: *ko'chki, seysmik xavf, faollashish, seysmogramma, seyismik to'lqinlar, qutblanish, tog jinslari, seysmik zondlash, zo'riqish holati, baholash, deformatsiya.*

Some results of research works on complex studying of geological dangers – landslides on open pit-mine Angren are covered. Features and difference of a form of records of landslides from traditional seismic recordings of earthquakes and industrial explosions are given.

Key words: *landslides, geological dangers, activation, seismographic record, seismic energy, polarization. rouch, seismic sounding, stress pattern, valuation, deformation.*

Интенсивное освоение Ангренского буроугольного месторождения привело к изменению инженерно-геологических условий территории, прилегающей к вскрышным уступам. Эти изменения, связанны с нарушением естественного (т.е. природного и напряженного) состояния массива горных пород, что привело к активизации экзогенных геологических процессов в виде сдвижения горных пород и развития оползней.

Одним из перспективных методов при изучении начальной стадии и последующем нарастании оползневых процессов являлся метод кругового сейсмического зондирования. При оптимальной постановке режимных наблюдений метод позволял изучить характер изменения упругих свойств горных пород во времени, что важно для оценки устойчивости бортов угледобывающих разрезов и прогнозирования оползней. Однако этот метод работает на малую глубину – не более 20 m, что является недостаточным при изучении природы и динамики оползней.

Вторым перспективным методом является исследование сейсмологическими станциями «КАРС» при проведении сейсмического мониторинга.

Возможность использования сейсмических методов основана на наличии прямой зависимости между сейсмическими характеристиками среды и параметрами ее напряженного состояния. Наличие такой зависимости обусловлено тем, что динамическое поле напряжений, возникшее при распространении упругих колебаний, начинает взаимодействовать со статистическим полем, характеризующим постоянное напряженное состояние массива. Наблюдается возрастание скоростей сейсмических волн при возрастании напряжений. Причем максимальное возрастание происходит в направлении главного тензора напряжений. Определение скоростей упругих колебаний в различных направлениях позволяет вычислить коэффициент анизотропии и оценить пространственное положение главного вектора напряжений в горном массиве.

Ярко выраженная анизотропия сейсмических характеристик, вызванная наличием необратимых деформаций горных пород, проявляется наличием ориентированной трещиноватости на дневной поверхности горного массива и является одним из поисковых критериев определения внешних границ возможных обрушений горных пород при формировании оползневого тела.

Таким образом, целью, решаемой с помощью сейсмического зондирования МОВЗ, при оценке сейсмической опасности является определение состояния и устойчивости горного массива на месторождении и прилегающих территориях.

Основными задачами при проведении работ методом МОВЗ являются:

-создание реперной сети для постоянного контроля над изменением сейсмического состояния по периметру Ангренского буроугольного месторождения;

-выявление напряженных участков горных пород и определение их границ;

-выявление связи землетрясений и оползневых процессов.

По результатам проведенных в 2015 г. наблюдений и исследований [1, 2] при полевых работах установлены, что в образованиях оползней на участках, большую роль играют техногенные факторы, обусловленные разработкой карьера. В настоящее время оползни находятся в стадии движения с одновременным проявлением деформаций сжатия растяжения и сдвига, уменьшающихся в сухое, летнее время и активизирующихся в осенне-весенний период. Увеличение горизонтальных скоростей смещения в осенне-весенний период указывает на прямую связь активности оползня с атмосферными осадками.

По каталогу землетрясений 8 августа 2015 г. было зафиксировано землетрясение на территории Узбекистана магнитудой 5 баллов. Через две недели после этого события на оползне Наугарзан появились новые трещины до 40 m юго-восточного направления. Геологами филиала ГРЭ АО «Узбекуголь» в результате осмотра установлено дальнейшее увеличение контура оползневых в восточной части водоема среди автоотвалов. Здесь образовалась стенка срыва оползня высотой 1,5 m в северо-восточной части 10 m. На оползневых отвалах наблюдаются трещины вблизи стенок срыва оползня, где расположена железная дорога государственного значения. Все это в настоящее время свидетельствует об активизации оползня Наугарзан и на его реакцию на «удаленные» землетрясения магнитудой выше 5.

Выявлены принципиальные отличия записей оползней: характеризуются слабым первым вступлением, медленным нарастанием амплитуды, максимум амплитуды второго пакета достигается примерно через 7 s, длительность записи составляет около 30 s,

форма записи – слабое вступление, затем максимальная амплитуда на протяжении 14 s и быстрое затухание колебания по всем трем составляющим компонентам Z, X, Y.

В отличие от записей взрыва и землетрясений, где максимум достигается на первых секундах, запись оползня не имеет четкого первого вступления, длительность записи оползня меньше чем землетрясений и взрыва, а нарастание максимума амплитуды записи больше, имеет два цуга колебаний. Судя по времени вступления волны первым сдвиг оползня произошел на станции 293.

Необходимо отметить, что исследован характер поляризации сейсмической волны в течение 10 s в начальной части записи по трем осям Z-X, Z-Y, X-Y где, траектория движения частицы среды в процессе колебания характеризует поведение вектора поляризации во времени. Установлено что, характер поляризации по всем трем станциям КАРС в начальной части записи можно считать близкой к эллиптической и сложной. Вектор характера поляризации на оси Z-X на всех станциях на вступлении волны идентичен друг другу и показывает направление схода оползней.

Для анализа и сравнения записей землетрясений, взрывов и оползня использованы результаты наблюдений сейсмологическими станциями в течение пяти месяцев. Результаты проведенных исследовательских работ указывают на некоторые особенности существующих оползней, т.е. они характеризуются:

-слабым первым вступлением;

-медленным нарастанием амплитуды;

-максимум амплитуды второго пакета достигается примерно через 7 s;

-длительностью записи около 30 s;

-формой записи – слабое вступление, затем максимальная амплитуда на протяжении 14 s;

-быстрым затуханием колебания по всем трем составляющим компонентам Z, X, Y;

-видимым периодом – порядка 1 Hz.

Сопоставительный анализ сейсмических записей показал, что оползни отличаются от других сейсмических явлений формой записи и частотным составом.

Библиографический список

1. Нуртаев Б.С., Сидорова И.П., Игамбердиев Э.Э., Якубов С.И. Сейсмический мониторинг для изучения особенностей развития оползневых процессов (на примере разреза «Ангренский»). Материалы РНК «Актуальные проблемы геологии, геофизики и металлогении». Ташкент, ИГГ АН РУз., 2015. С. 304-306

2. Якубов С.И., Сидорова И.П., Раимжанов Б.Р., Игамбердиев Э.Э. К вопросу мониторинга оползневых опасностей на карьере Ангренского буроугольного месторождения. Материалы МНТК «Горно-металлургический комплекс: достижения, проблемы и современные тенденции развития» Навои, НГГИ, 2015 г. С. 23-24.

УДК 629.114.2

© Ахметов А.А., Усманов И.И. 2016 г.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СИЛЫ НА ШТОКЕ ГИДРОЦИЛИНДРА МЕХАНИЗМА ИЗМЕНЕНИЯ БАЗЫ ТРАКТОРА В НАЧАЛЬНЫЙ МОМЕНТ УМЕНЬШЕНИЯ ДЛИНЫ БАЗЫ

Ахметов А.А., руководитель проекта УП СКБ "Трактор", докт. техн. наук; **Усманов И.И.**, главный конструктор УП СКБ «Трактор»

Ushbu maqolada universal-chopiq traktor bazasi uzunligini o'zgartiruvchi parallelogramsimon mexanizm konstruktsiyasi va traktor bazasi uzunligini qisqartirishni dastabki ongidagi gidrosilindr shtogiga ta'sir etuvchi kuchni hisoblash natijalari keltirilgan.

Tayanch so'zlar: *balka, brus, g'ildirak, oldingi ko'prik, gidrosilindr, parallelogramsimon mexanizm, kuch, kuch yelkasi, lonjeron, traktor.*

Designs of the parallel-link motion of change of length of base universal пропашного tractors and calculation of the effort operating on a hydraulic cylinder rod in the initial moment reduction of length of base of the tractor are given in article.

Key words: *narrow, sille, wheel, front axle, hydraulic cylinder motor, parallel-link motion, effort, arm of a force, longitudinal, tractor.*

Дороги, особенно полевые грунтовые, имеют неровную поверхность и в большинстве случаев в предгорных районах со значительным уклоном. В таких условиях работы, а также на транспортных работах для обеспечения устойчивости движения трактора его база должна быть наибольшей. Между тем, при работе на полевых работах в поливном земледелии, где преобладают мелко контурные карты, имеющие небольшие размеры, наоборот, для обеспечения минимального радиуса поворота трактора его база должна быть наименьшей. Так как на мелко контурных картах радиус поворота трактора имеет существенное значение при определении размеров поворотных полос. Поэтому, в целях повышения устойчивости и маневренности трактора, а также для обеспечения возможности применения одного и того же универсально-пропашного трактора как на транспортных так и на полевых работах, особенно на мелко контурных участках поливного земледелия, необходимо иметь трактор с изменяющейся базой. Однако широко распространенные в сельскохозяйственном производстве республики универсально-пропашные тракторы не имеют такой возможности [1].

Решение проблемы путем создания универсально-пропашного трактора с изменяющейся длиной базы является актуальной задачей, решающей вопросы расширения диапазона применения четырехколесных универсально-пропашных тракторов. В связи с этим в СКБ «Трактор» начаты НИИ и ОКР по созданию универсально-пропашного трактора с изменяющей базой [2].

Механизм изменения базы трактора (рис. 1) представляет собой параллелограммный механизм, вмонтированный между лонжероном 7 и брусом 11 полурамы соединенной посредством оси 13 с балкой 1 переднего моста с направляющими колесами 2 трактора. Шарнирно соединенный между собой лонжерон 7, брус 11, передние 12 и задние 5 звенья представляет собой параллелограммный механизм.

Привод параллелограммного механизма – гидравлический, приводится в действие силовым гидроцилиндром 6, который принудительно поворачивает передние звенья 12 параллелограммного механизма вокруг шарнира (на рис. 2 точка *O*). Поворот вокруг точки *O* передних звеньев приводит к изменению положения всех 5 и 12 звеньев параллелограммного механизма, следовательно, балки 1 переднего моста трактора. При принудительном выдвижении штока 4 гидроцилиндра 6 производится наращивание базы трактора, если шток задвигается – уменьшение базы. Как показали замеры, максимальное приращение при этом базы трактора составляет 673 mm.

Изменение длины базы трактора происходит следующим образом.

При необходимости увеличения длины базы трактора с помощью гидроцилиндра 6 шток 4 выталкивается в наружном направлении. В свою очередь шток посредством шарнира 3 поворачивает закрепленные с нею звенья 12 и, тем самым, перемещает шарнирно

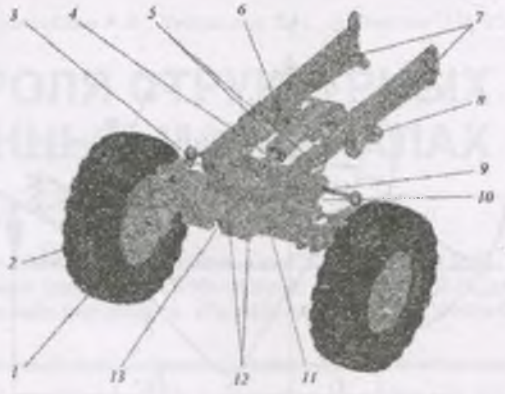


Рис. 1. Параллелограммный механизм изменения длины базы трактора.

связанный с передними 12 и задними 5 звеньями брус 11 полурамы вперед до тех пор, пока он не упирается к упору 10. Положение бруса 11 полурамы после оперения в упор 10 фиксируется фиксатором 9. Такое перемещение относительно лонжерона 7 бруса 11 полурамы вперед увеличивает длину базы трактора, и она будет максимальной.

Для уменьшения длины базы трактора шток 4 втягивает внутрь гидроцилиндра 6. При этом связанный штоком шарнир 3 поворачивая закрепленное с ним звено 12, перемещает шарнирно связанный с передними 12 и задними 5 звеньями брус 11 полурамы назад до тех пор, пока он не упирается к упору 8. Положение бруса 11 полурамы после оперения в упор 8 фиксируется фиксатором 9. Такое перемещение относительно лонжерона 7 бруса 11 полурамы назад уменьшает длину базы трактора, и она будет минимальной.

Предварительные исследования показали работоспособность разработанного параллелограммного механизма изменения базы трактора. Но вместе с тем

Таблица 1

Наименование показателей	Обозначение	Значение
Сила тяжести трактора, приходящаяся на передний мост, N	G	19284,6
Сила тяжести переднего моста, N	G_2	1245,87
Сила тяжести звеньев параллелограммного механизма, N	G_1 G_3	123,02 81,03
Сила сопротивления качению, N: - на стерне - на грунтовой дороге - на асфальте	P_f	 1938,45 775,38 348,94
Плечи сил, mm	l_1 l_2 l_3 l_4 l_5	165,96 41,5 430,93 39,11 176,31
Радиус вращения шарнира штока вокруг шарнира крепления переднего звена параллелограммного механизма, mm	$R_ш$	109,83

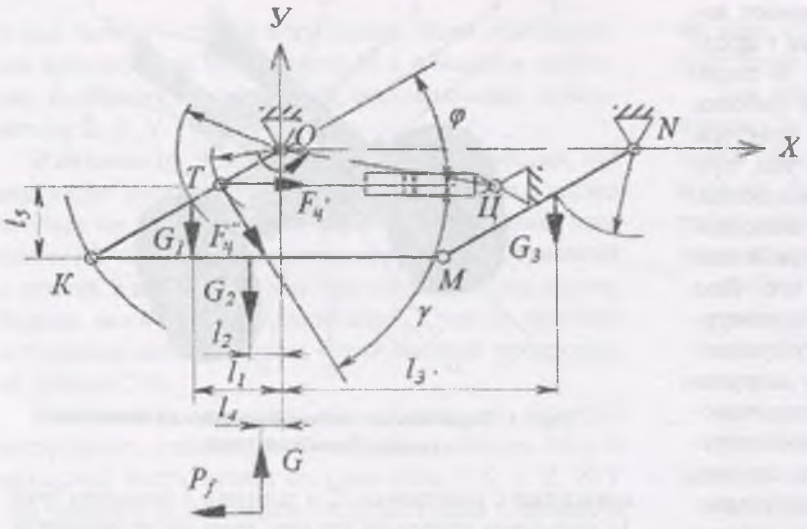


Рис. 2. Схема сил действующих на параллелограммный механизм изменения базы при начальном моменте уменьшения длины базы трактора.

также было установлено, что в начальный момент уменьшения длины базы трактора из-за небольшого плеча тянущее усилие гидроцилиндра, действующее на шток, будет значительным. Поэтому определение его величины имеет научный интерес для оценки работы параллелограммного механизма изменения базы трактора.

Для определения величины усилия на штоке гидроцилиндра параллелограммного механизма в начальный момент уменьшения длины базы трактора проведем его динамический анализ. При этом учитывается опорная поверхность (стерня, грунтовая дорога, асфальт), на которой механизм приводится в действие. Принято допущение – потери на трение в шарнирах не учитываются. Исходные данные для расчета усилия на штоке гидроцилиндра параллелограммного механизма в начальный момент уменьшения длины базы трактора, определенные замерами и расчетным путем представлены в табл. 1.

Рассмотрим начальный момент функционирования параллелограммного механизма, который соответствует начальному моменту уменьшения длины базы трактора. На рис. 2 представлена схема сил действующих на механизм изменения базы при начальном моменте уменьшении длины базы трактора.

Уравнение равновесия относительно центра вращения (точка O) :

$$M_ц - G_1 \times l_1 - G_2 \times l_2 + G_3 \times l_3 + G \times l_4 + P_f \times l_5 = 0 \qquad (1)$$

где $M_ц$ – момент кручения, создаваемый силовым гидроцилиндром, Nm;
l_1; l_2; l_3; l_4;l_5 – плечи соответственно усилий G_1; G_2; G_3; G; P_f, действующих на параллелограммный механизм, m.
Сила сопротивления качению определяется выражением:

$$P_f = f \times G . \qquad (2)$$

Из уравнения (1) определяем момент кручения, создаваемый гидроцилиндром

$$M_ц = - G_1 \times l_1 - G_2 \times l_2 + G_3 \times l_3 + G \times l_4 + P_f \times l_5. \qquad (3)$$

Сила, необходимая для приведения в действие параллелограммного механизма определяется выражением:

$$F_ц'' = \frac{M_ц}{R_ц} , \qquad (4)$$

где $R_ц$ – радиус вращения шарнира штока вокруг точки O, mm.

Тогда величина тянущего усилия (поршень задвигается) действующий на шток гидроцилиндра будет

$$F_ц = \frac{F_ц''}{\cos\gamma} , \qquad (5)$$

где g – угол между силой $F_ц$ и ее составляющей $F_ц''$.
Из расчетной схемы видно, что угол g не что иное как

$$g = 90° - j . \qquad (6)$$

Здесь величина угла j определяется из $\Delta OTЦ$

$$\varphi = \arccos \frac{|OЦ|^2 - \left(|OT|^2 + |TЦ|^2\right)}{-2 \cdot |OT| \cdot |TЦ|} . \qquad (7)$$

Подставляя числовые значения величин параметров параллелограммного механизма приведенные в табл. 1 в расчетные формулы, определяем величину усилия на штоке гидроцилиндра в начальный момент уменьшения длины базы трактора, которая, как показывает расчеты, составляет на стерне 20,73, на грунтовой дороге 16,75 и на асфальте 15,28 kN.

Анализ сил, действующих на шток гидроцилиндра, показывает, что для снижения нагрузки на трущиеся поверхности шарниров перевод трактора с одной базы на другую должна быть осуществлена желательно на опорной поверхности покрытой асфальтом или же на грунтовой дороге.

Библиографический список

1. Ахметов А.А. Передние мосты универсально-пропашного трактора хлопкового назначения. – Ташкент: Фан, 2014 - 176 с.

2. Заявка на патент за № IAP 20160048. Универсально - пропашной трактор / Ахметов А.А., Усманов И.И., Асамов С. - От 19.02.2016 г.

УДК 621.039.5

© Ахмеджанов Ф.Р., Болтабаев А.Ф., Курталиев Э.Н., Эшниязов О.И. 2016 г.

АКУСТИЧЕСКИЙ МЕТОД КОНТРОЛЯ СТРУКТУРНЫХ ИЗМЕНЕНИЙ В КОНСТРУКЦИОННЫХ МАТЕРИАЛАХ ЯДЕРНЫХ РЕАКТОРОВ

Ахмеджанов Ф.Р., профессор кафедры «Общетехнические дисциплины», доктор физ.-мат. наук, СамГУ; **Болтабаев А.Ф.**, старший научный сотрудник-соискатель физического факультета, Национальный университет Узбекистана; **Курталиев Э.Н.**, доцент кафедры «Оптика», кандидат физ.-мат. наук, СамГУ; **Эшниязов О.И.**, декан факультета «Профессиональное образование», кандидат физ.-мат. наук, доцент, СамГУ

Modifikatsiyalangan akustikaviy impulsli interferentsion metodi yordamida SAV-1 alyuminiy qotishmada 30 MHz chastotali bo'lama va ko'ndalang akustik to'lqinlarning so'nish koeffitsienti va tezliglari aniqlandi. O'lchab olingan zychlig va akustik to'lqinlarning tezliglar qiymatlari elastic modullarni - Yung modulni, siljish modulni va adiabatik hajmli elastik modulni aniqlash uchun ishlatildi. Alyuminiy qotishmalarda magniy va kremniy aralashmalar orqali hosil bo'lgan strukturaviy o'zgarishlar tomonidan c_{11} va c_{44} elastik doimlariga va akustik to'lqinlarning so'nish koeffitsientiga ta'sir qilishi ko'rsatilgan.

***Tayanch iboralar**: SAV-1 qotishma, akustik to'lqinlarning tezligi, impuls interferentsion metodi, elastik doimlari, so'nish koeffitsienti, Yung modulli.*

The modified acoustic method of impulse interference measured an attenuation coefficient and speed of longitudinal and transverse acoustic waves with a frequency of 30 MHz in CAB-1 aluminum alloy. The received values of density and speed of acoustic waves are used for determination of elastic modules – Young module, rigidity modulus, the adiabatic module of volume elasticity. It is shown that the structural changes caused by impurity of magnesium and silicon influence elastic modules C_{11}, C_{44} and attenuation of acoustic waves in aluminum alloys.

***Key words:** alloy- CAB-1, acoustic velocity, attenuation rate, pulse method of interference, elastic constant, Young's modulus.*

Определение структурных изменений в конструкционных материалах, особенно под воздействием ионизирующих частиц и высоких температур, является трудоемкой задачей. Так, для оценки состояния и определения прочностных характеристик материала корпуса ядерного реактора, находящегося в эксплуатации, используют образцы-свидетели, установленные в активной зоне реактора, либо вырезают образцы-темплеты непосредственно из материала корпуса. Такой подход требует значительных затрат, полученные данные не всегда достоверно отражают реальное состояние материала корпуса, и, как правило, имеет оценочный характер [1]. Перспективы создания ускорителей элементарных частиц и ядерных реакторов нового поколения также тесно связаны с возможностью эксплуатации конструкционных материалов в условиях повышенных радиационных и тепловых воздействий [2].

В связи с этим, актуальной задачей является разработка методов контроля механических характеристик конструкционных материалов и структурных изменений в них при воздействии примесных и радиационно-индуцированных дефектов. В силу близости природы и взаимосвязи упругих характеристик конструкционных материалов и упругих волн акустические методы контроля могут быть весьма эффективны, поскольку позволяют получить информацию о динамике протекающих процессов, модификации структуры и фазового состояния облученной среды [3].

В настоящей работе разработана акустическая измерительная система, в которой за счет применения специальных схем получена высокая точность определения характеристик распространения акустических волн, чувствительных к структурным изменениям в материалах [4]. В их числе сплавы алюминия, которые широко применяются во многих отраслях машиностроения, включая авиастроение и реакторостроение. Основными легирующими элементами в этих сплавах являются кремний, магний, медь, цинк, а также переходные металлы - марганец, никель хром, цирконий и др. [5]. Одним из таких сплавов является сплав САВ-1, который относится к группе сплавов тройной системы Al-Mg-Si и получил широкое применение в атомной промышленности. Его используют в качестве конструкционного материала для изготовления защитных оболочек (ТВЭЛов) в водоохлаждаемых реакторах типа МР, ИРТ, ВВР-М, ВВР-Ц, МИР и др. [2]. Разработанный метод использован для исследования структурных преобразований в сплаве САВ-1 под воздействием примесей магния и кремния и проведено сравнение с другими сплавами системы Al-Mg-Si.

Схема акустической измерительной системы, позволяющей определять как скорость распространения, так и коэффициент затухания акустических волн, приведена на рис. 1. В схеме используются высокочастотный генератор электромагнитных колебаний в диапазоне частот 10-50 MHz, строб-усилитель,

приемник и система дискретной задержки с плавной подстройкой, обеспечиваемая двумя генераторами импульсных сигналов и генератором задержки.

Для формирования зондирующего радиоимпульса с крутым передним фронтом был разработан трехкаскадный резонансный строб-усилитель. Сформированный им радиоимпульс поступает на соединенный с исследуемым образцом пьезопреобразователь, который служит для прямого преобразования радиоимпульса в упругий импульс и обратного пропорционального преобразования отраженных от противоположной грани образца упругих эхоимпульсов в радио-эхоимпульсы.

Полученная затухающая серия радиоэхоимпульсов усиливается по амплитуде в приемнике, в качестве которого применяется резонансный усилитель с коэффициентом усиления до 100 dB. После приемника амплитудным селектором выбирается тот или иной импульс в серии, и его амплитуда измеряется с помощью цифрового импульсного вольтметра. По измеренным значениям амплитуд соседних импульсов A_1 и A_2 определяется коэффициент затухания акустических волн a из соотношения [6]:

$$\alpha = \frac{20lg(A_1/A_2)}{2L}, \qquad (1)$$

где L – длина образца. Точность определения коэффициента затухания составляет ~10 %.

Из рисунка 1 видно, что схема позволяет также формировать две серии зондирующих радиоимпульсов, когда на строб-усилитель подаются строб-импульсы от двух генераторов импульсных сигналов. При этом оба генератора работают синхронно с генератором задержки. Интервал времени задержки между первой и второй сериями радиоимпульсов, следующими друг за другом, выбирается таким, чтобы первое отражение из второй серии отраженных акустических импульсов накладывалось на второе отражение первой серии отраженных акустических импульсов. При таком условии суммарная амплитуда наложенных импульсов зависит от разности фаз между заполняющими эти импульсы колебаниями.

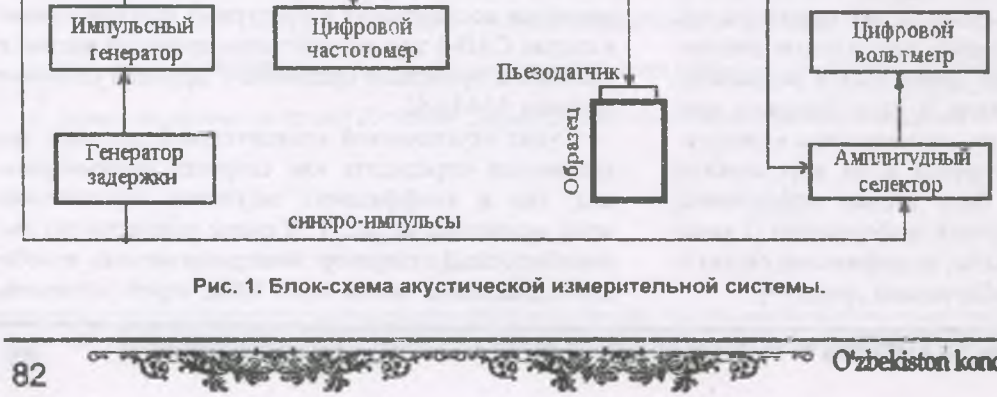


Рис. 1. Блок-схема акустической измерительной системы.

Описанный режим позволяет определять скорость акустических волн в образцах, модифицированным методом «импульсной интерференции» Вильямса и Лэмба [6, 7], в котором используется наложение высокочастотных упругих импульсов, возбуждаемых двумя зондирующими радиоимпульсами. В процессе изменения частоты генератора непрерывных колебаний, наблюдается ряд интерференционных нулей или максимумов амплитуды сигнала, положение которых на частотной шкале зависит от длины исследуемого образца и величины скорости акустической волны в нем.

Регистрируя с помощью цифрового частотомера последовательные значения частоты, при которых амплитуда результирующего импульса проходит через минимумы, можно определить скорость акустической волны из соотношения:

$$V = 2L \cdot Dn, \qquad (2)$$

где L – длина образца, Dn – разность двух соседних частот высокочастотного генератора, соответствующих противофазной интерференции. Указанная разность определялась по показаниям цифрового вольтметра с абсолютной точностью ±10 Hz. Точность определения скорости акустической волны ограничивалась точностью измерения длины образца и составляла ~0,01 %.

Продольные и поперечные акустические волны возбуждались и принимались кварцевыми пьезопреобразователями, соответственно X- и Y среза, имеющими собственную частоту ~10 MHz. Контакт пьезоэлектрического преобразователя с образцом сплава осуществлялся с помощью тонкого слоя эпоксидной смолы. В работе исследованы образцы сплава САВ-1 цилиндрической формы, диаметром 0,8 sm и длиной 2 sm. Плотность сплава определялась по измерениям массы и объема образцов с погрешностью 0,1 %. Для определения элементного состава сплава использовался рентгеновский микроанализатор «Jeol» JSM 5910 IV (Япония).

Согласно рентгенографическому анализу образцы САВ-1 на основе алюминия имели состав по другим элементам в mass.%: Mg — 0,7–0,9; Si — 1,2–2,1; Fe — 0,2; Cu — 0,12; Mn — 0,012; Zn — 0,03; Ti — 0,03; Ni — 0.03; Cd — < 0,001; B — <0,001. Плотность сплава САВ-1 оказалась равной 2,69 g/sm^3 [8]. Полученные экспериментально значения плотности и скорости акустических волн (продольных V_L и поперечных V_S) были использованы для определения полного набора упругих модулей -

модуля Юнга E, модуля сдвига G, адиабатического модуля объемной упругости B и компонент тензора упругости c_{11}, c_{12}, c_{44} из соотношений [9]:

$$c_{11} = \rho V_L^2 \quad (3)$$

$$c_{44} = \mu = G = \rho V_S^2 \quad (4)$$

$$c_{12} = \lambda = \rho V_L^2 - 2\rho V_S^2 \quad (5)$$

$$E = \rho V_L^2 \frac{(1+\sigma)(1-2\sigma)}{1-\sigma} \quad (6)$$

$$B = \rho V_L^2 - \frac{4}{3}\rho V_S^2 \quad (7)$$

где ρ - плотность материала, l и m - постоянные Ламэ, s – коэффициент Пуассона.

$$\sigma = \frac{0.5V_L^2 - V_S^2}{V_L^2 - V_S^2} \quad (8)$$

Выражения (3-8) позволяют рассчитать в изотропных твердых телах все упругие модули по результатам измеренных величин скорости продольных и поперечных объемных акустических волн. Результаты эксперимента и расчета по соотношениям (3-8) для сплава САВ-1 приведены в табл. 1, вместе с данными для сплава АМГ-6 [4] и чистого поликристаллического алюминия [5].

Из таблицы 1 видно, что в данных сплавах упругие модули, характеризующие сдвиговую деформацию, слабо зависят от состава. В то же время примеси заметно влияют на упругие модули C_{11} и B, характеризующие продольную и объемную деформации. На рис. 2 приведена зависимость упругих коэффициентов c_{44}, E и c_{11} для чистого алюминия и сплавов САВ-1, АМГ-2, АМГ-6 от эффективной концентрации примесей магния и кремния в их составе. Эффективная концентрация примеси в сплавах тройной системы Al-Mg-Si была определена с учетом валентности примесей Mg и Si относительно Al [10]. Для сплавов АМГ-2 и АМГ-6 данные взяты из работ [4, 8].

На рис. 2 видно, что в рассмотренных алюминиевых сплавах основные легирующие примеси Mg и Si заметно изменяют упругую константу c_{11}. Такой результат подтверждает вывод о том, что атомы магния и кремния в качестве примеси внедрения при малой концентрации делают кристаллическую решетку сплава менее упакованной и ослабляют центральные силы взаимодействия между атомами [11]. При дальнейшем росте концентрации величина центральных сил восстанавливается.

Результаты исследования зависимости коэффициента затухания продольных акустических волн от температуры в номинально чистом алюминии и сплаве САВ-1 на частоте 30 MHz представлены на рис. 3. Видно, что в отличие от чистого алюминия в температурной зависимости затухания акустических волн в сплаве САВ-1 наблюдается достаточно широкий пик затухания с максимумом при температуре примерно 324 K.

Таблица 1

Упругие модули алюминия и сплавов САВ-1 и АМГ-6 в единицах 10^{10} N/m^2

Материал	c_{11}	c_{44}	c_{12}	E	G	B
Al	11,20	2,60	6,01	7,01	2,60	7,73
САВ-1	10.51	2,62	5,27	6,99	2,62	7,02
АМГ-6	10.6	2,59	5,42	7,04	2,59	6,92

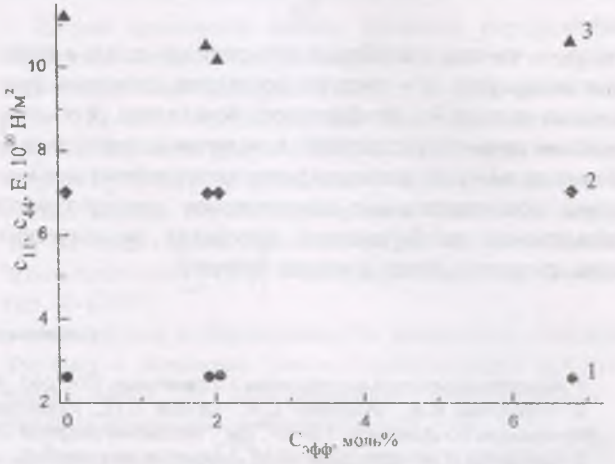


Рис. 2. Зависимость упругих коэффициентов C_{44} (1), E (2) и C_{11} (3) для сплавов тройной системы Al-Mg-Si от эффективной концентрации примесей Mg и Si в их составе.

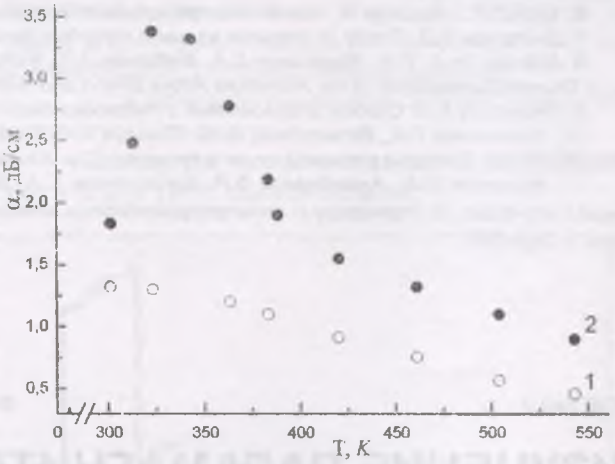


Рис. 3. Зависимость коэффициента затухания продольных акустических волн с частотой 30 MHz от температуры в алюминии (1) и сплаве САВ-1 (2).

Полученную температурную зависимость затухания акустических волн можно объяснить следующим образом. Исследованный сплав является твердым раствором внедрения, в котором распределение растворенных атомов магния и кремния квазиизотропно относительно каждого атома основной решетки [11]. Деформация, создаваемая акустической волной, нарушает такое равновесное распределение. За счет перемещения и переориентации внедренных атомов осуществляется переход в новое равновесное состояние.

Величина энергии активации, необходимая для такого перехода определяется типом и позицией внедренных атомов и природой, как внедренных атомов,

так и атомов растворителя. В результате внутреннего трения, обусловленного движением атомов под внешним воздействием, наблюдается релаксационный пик затухания акустической волны, который характеризуется временем релаксации t, зависящим от температуры:

$$\tau \cong \frac{1}{\nu_0} e^{W/kT} , \qquad (9)$$

где n_0— частота колебаний внедренного атома в позиции внедрения, W - энергия активации движения примесных атомов, k - коэффициент Больцмана. Для определения времени релаксации и энергии активации движения примесных атомов в решетке алюминия необходимы дополнительные исследования температурной зависимости коэффициента затухания акустических волн на других, более высоких частотах.

Таким образом, показано, что разработанная акустическая система обладает высокой чувствительностью к изменениям скорости и коэффициента затухания акустических волн в материалах и позволяет контролировать структурные преобразования, вызываемые изменением, как состава, так и концентрации точечных дефектов в них. Учитывая, что структурные преобразования наиболее интенсивно протекают при радиационном воздействии в конструкционных материалах циклических ускорителей и ядерных реакторов, то разработанный акустический метод может эффективно использоваться для повышения безопасности и надежности их эксплуатации. В целом, акустический метод контроля может применяться для выявления воздействия радиационных излучений на упругие свойства большого класса материалов, включая диэлектрики, металлические сплавы и наноструктуры.

Библиографический список

1. *Конструкционные материалы. Справочник. Под ред. Арзамасова Б.Н. М.: Машиностроение. 1990. - 688 с.*
2. *Коноплев К.А., Фридман С.Р., Орлов С.П., Илатовский В.А. Исследование радиационной стойкости сплава САВ-1,облученного до флюенса 3.5×10^{22} см$^{-2}$. Атомная энергия. 2015. Т. 118. вып. 5, с. 274-278.*
3. *Капранов Б.И., Коротков М.М. Акустические методы контроля и диагностики. 2008. Томск: ТПУ. - 186 с.*
4. *Волков А.Д., Кокшайский А.И., Коробов А.И., Прохоров В.М. Коэффициенты упругости второго и третьего порядков в поликристаллическом сплаве алюминия марки АМГ-6. Акустический журнал. 2015. Т. 61, вып. 6, с. 665-591.*
5. *Алюминиевые сплавы (свойства, обработка, применение). Справочник / под ред. Х. Нильсена. Пер. с нем., М.: Металлургия. 1979. - 679 с.*
6. *Труэлл Р., Эльбаум Ч., Чик Б. Ультразвуковые методы в физике твердого тела. 1972. М.: Мир, – 307 с.*
7. *Дьелесан Э.Д., Руайе Д. Упругие волны в твердых телах. Применение для обработки сигналов. - М.: Наука, 1982. - 342 с.*
8. *Alikulov Sh.A., F.R., Baytelesov S.A., Boltabaev A.F., Kungurov F.R., Rakhimov E.T., Salikhbaev U.S. High-Temperature Electric and Thermal Conductivity of the Aluminum Alloys SAV-1 and AMG-2. Atomic Energy. 2015. V. 117, p. 334-339.*
9. *Леонтьев К.Л. О связи упругостных и тепловых свойств веществ. Акустический журнал. 1981. Т. 47, вып. 4, с. 554-561.*
10. *Игнатьева Т.А., Великодный А. Н., Саньков А.А. О температурной зависимости удельного сопротивления сплавов Mo-Re, Mo-Re-Nb. Вопросы атомной науки и техники. Сер. Вакуум. чистые материалы, сверхпроводники (14). 2004. вып. 6, с. 89-92.*
11. *Аликулов Ш.А., Ахмеджанов Ф.Р., Байтелесов С.А., Болтабаев А.Ф., Рахимов Э.Т., Салихбаев У.С. Действие нейтронного излучения на структуру и электропроводность алюминиевого сплава САВ-1. Узбекский физический журнал. 2015. Т.17, №4, с. 248-253.*

УДК 549.9

© Кувандиков О.К., Шакаров Х.О., Шодиев З.М., Хасанов Х.Б. 2016 г.

ИЗУЧЕНИЕ ПАРАМАГНИТНЫХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД СОДЕРЖАЩИХ МИНЕРАЛЫ ПРИ ВЫСОКИХ ТЕМПЕРАТУРАХ

Кувандиков О.К., проф. кафедры «Общая физика», докт. физ.-мат. наук, СамГУ; **Шакаров Х.О.,** доц. кафедры «Общая физика» канд. физ.-мат. наук, СамГУ; **Шодиев З.М.,** ст. научный сотрудник-соискатель, канд. физ.-мат. наук, СамГУ; **Хасанов Х.Б.,** магистрант кафедры «Общая физика» СамГУ

Tarkibida (pirit, arsenopirit, xal`kopirit, magnetit, magnezioferrit, rodonit va jerrimolibdenit) minerallar bo'lgan tog' jinslari magnit qabul qiluvchanligining temperaturaga bog'liqligini $[\chi(T)]$ Faradey usuli bilan yuqori temperaturalar oralig'ida (20-1200 °C) birinchi marta o'lchandi. O'rganilgan barcha minerallar uchun $\chi(T)$ bog'lanish chiziqli Kyuri-Veyss qonuniga bo'ysinishi aniqlandi. Tajribaviy $\chi^{-1}(T)$ boglanishdan namunalarning asosiy magnit xarakteristikalari-paramagnit Kyuri temperaturasi θ_P, Kyuri-Veyss doimiysi C va minerallar kimyoviy formula birligiga to'g'ri keluvchi magnit moment $(\mu_{\phi\sigma})$ hisoblandi.

Tayanch iboralar: *toq' jinslari, minerallar, magnit qabul qiluvchanlik, magnit moment, paramagnit Kyuri temperaturasi, Kyuri-Veyss doimiysi.*

It has been investigated temperature dependence of magnetic susceptibility $\chi(T)$ of the maintain ores, containing minerals (pyrite, arsenopyrite, chalkopyrite, magnetite, magnezioferrite, rodonit and ferrimolibdenite) in a wide temperature interval 20-1200°C. *It has been established, that $[\chi(T)]$ dependence for all investigated minerals corresponds to the linear law of Curie-Veiss. On the base of $\chi^{-1}(T)$ dependence it has been calculated the paramagnetic Curie temperature θ_p, Curie-Veiss constant C and the magnetic moment per formula of minerals $(\mu_{фор})$.*

Key words: *maintain ores, minerals, magnetic susceptibility, magnetic moment, paramagnetic Curie temperature, Curie-Veiss constant.*

В понятии о минеральных веществах обычно различат две группы тел: минералы и горные породы.

Принципиальное и основное отличие минерала от горной породы заключается в том, что минерал как в отношении химического состава, так и по своим физическим свойствам есть тело относительно однородное, тогда как горные породы представляют агрегаты минералов, состоящие из ряда минеральных компонентов. Минерал на основании соответствующей однородности можно сопоставить с тем или иным химическим соединением; химический состав большинства минералов можно выразить химической формулой, горные же породы скорее рассматриваются как физические смеси, состоящие из тех или иных минералов [1].

Физика магнетизма способна предсказать магнитные свойства материалов по их структуре, это относится и к горным породам. Однако такой подход не оптимален, он требует глубокого изучения структурных характеристик вещества, что недоступно в геофизических исследованиях. С другой стороны, измерения магнитных свойств горных пород не представляют затруднений даже при большом числе образцов. Природа магнетизма горных пород и характеристику факторов, определяющих закономерности распределения магнитных свойств различных горных пород, необходимо дополнить эмпирическими данными для наиболее распространенных минералов горных пород и руд содержащие металлы группы железы, которые вызывают магнитные аномалии [2].

Магнитные состояния горных пород и руд представляют отдельный интерес для физики магнитных явлений, так как, в связи со сложной кристаллической структурой, магнитные структуры этих минералов необходимы для понимания их ключевых особенностей. Имеется мало экспериментальных данных о магнитных свойствах и электронной структуре минералов горных пород при высоких температурах. Парамагнитное состояние этих соединений к сегодняшнему дню почти не изучено.

Целью настоящей работы является определение основных магнитных характеристик железо и марганец содержащих минералов пирита (FeS_2), арсенопирита (FcAsS), халькопирита ($CuFeS_2$), магнетита (Fe_3O_4), магнезиоферрита ($MgFe_2O_4$), ферримолибденита ($Fe_2[MoO_4]_3$) и родонита ($MnSiO_3$) входящих в состав горных пород Узбекистана, методом измерения температурной зависимости их магнитной восприимчивости $[\chi(T)]$ в интервале высоких температур 20-1200°C.

Магнитная восприимчивость измерялась методом Фарадея с помощью высокотемпературных маятниковых весов [3]. Максимальная относительная ошибка измерения не превышала χ 3 %.

Зависимости $\chi(T)$ для пирита, арсенопирита, магнезиоферрита и родонита измеряли в интервале температур 20-900°C, халькопирита - 500-900°C, магнетита и ферримолибденита - 580-1200°C. Результаты измерений в виде зависимости $\chi^{-1}(T)$ приведены на рис. 1 и 2. Из рис. 1 видно, что это зависимость для пирита (график 1) имеет сложный характер:

- χ^{-1} в интервале температур 20–450°C слабо увеличивается линейно;

- уменьшается и увеличивается, соответственно при 450°C и 510°C слабым скачком;

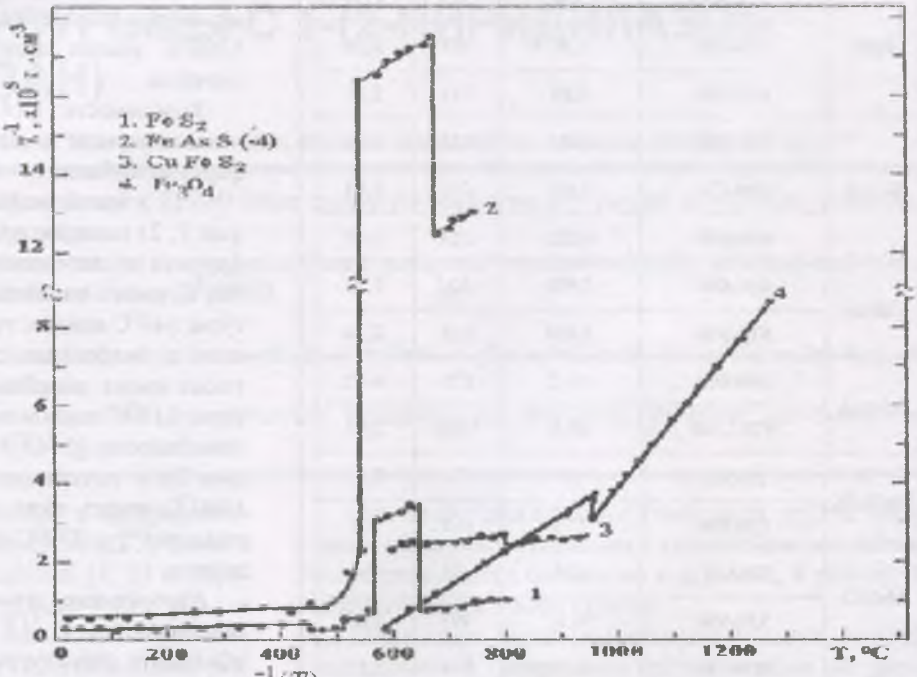


Рис. 1. Зависимости $\chi^{-1}(T)$ изученных образцов пирита, арсенопирита и халькопирита (Значения χ^{-1} для образца 2 находится вычитанием $4 \cdot 10^5$ g. sm^{-3}).

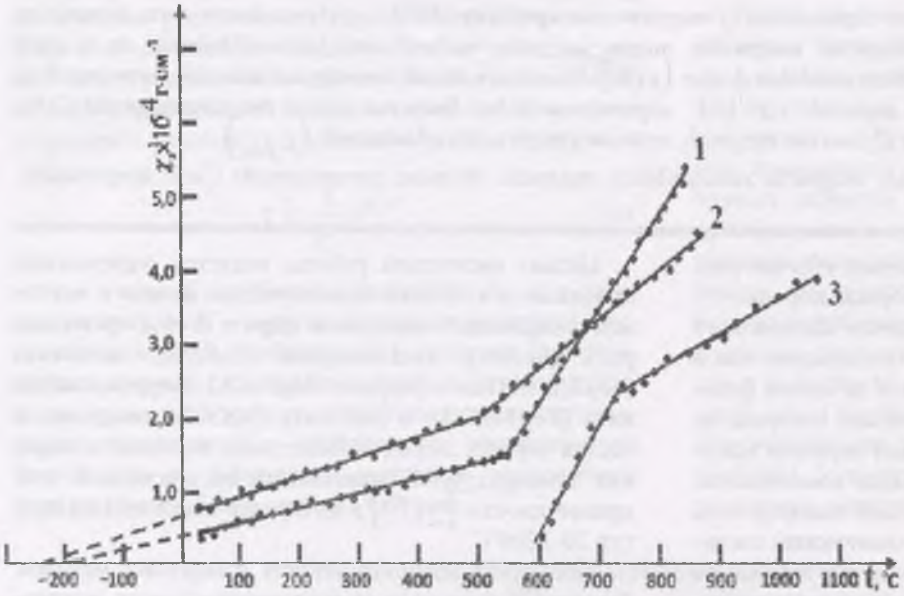


Рис. 2. Зависимости $\chi^{-1}(T)$ изученных образцов 1 – магнезиоферрита, 2 – родонита и 3 – феррримолибденита.

Таблица 1

Магнитные характеристики минералов

Образцы	Интервал температуры t, ^{0}C	C, 10^3 см^{3}г$^{-1}$К	θ_p, К	$\mu_ф$, $\mu_Б$
Fe	768-910	28,1	1053	-
	910-1392	135,96	-2027	-
	1392-1536	25,0	1100	-
FeS_2	510-560	2,0	723	1,39
	570-660	1,41	393	1,16
	670-850	4,89	413	2,16
FeAsS	480-550	0,315	733	0,64
	560-670	0,684	-347	0,94
	680-850	0,625	223	0,90
$CuFeS_2$	610-800	7,496	-627	3,32
	810-900	3,420	148	2,24
$FeFe_2O_4$	580-960	105,2	873	4,42
	970-1200	49,4	1083	3,03
$MgFe_2O_4$	20-540	50	73	8,95
	550-850	7,73	698	3,5
$MnSiO_3$	20-510	520	-37	7,4
	520-900	76,83	493	2,84
$Fe_2[MoO_4]_3$	600-730	6,49	848	5,55
	740-1000	20,4	523	9,8

- увеличивается в интервале температур 510-570^{0}С-линейно, при 570^{0}С – скачком, а в интервале температур 570-670^{0}С – линейно;
- при 670^{0}С уменьшается скачком, а затем увеличивается линейно.

Линейный характер зависимости изученных образцов, различных вышеуказанных интервалах температур свидетельствует о том, что эти зависимости подчиняются линейному закону Кюри-Вейсса:

$$\chi = \frac{C}{T - \theta_p}, \qquad (1)$$

где С –постоянная Кюри-Вейсса; θ_p – парамагнитная температура Кюри.

Анализ $\chi(T)$ зависимости χ^{-1} арсенопирита (рис. 1, график 2) показывает следующее: увеличивается при температурах 480^{0}С и 550^{0}С, увеличивается линейно в интервалах температур 20-480^{0}С, 490-550^{0}С, 560-680^{0}С и 680-750^{0}С; а при 680^{0}С уменьшается скачком.

Зависимость χ^{-1} для халькопирита измеряли в интервале температур 500-900^{0}С, а магнетита - 600-1200^{0}С. Анализ зависимости $\chi^{-1}(T)$ халькопирита и магнетита (рис. 1, график 3 и 4) показал, что они по сравнению с зависимостями $\chi^{-1}(T)$ пирита и арсенопирита имеют более простой характер: χ^{-1} халькопирита растет линейно в интервалах температур 600-800^{0}С, 800-900^{0}С, при 800^{0}С уменьшается скачком. магнетита в интервалах температур 580-960^{0}С, 960-1200^{0}С растет линейно, при 960^{0}С уменьшается скачком.

Зависимость $\chi(T)$ для магнезиоферрита и родонита измеряли в интервале температур 20-900^{0}С, а феррримолибденита - 600-1000^{0}С. Анализ зависимости $\chi^{-1}(T)$ магнезиоферрита и родонита (рис. 2, график 1, 2) показал, что эта зависимость для магнезиоферрита в интервалах температур 20-540^{0}С и 550-900^{0}С имеет линейный характер; начиная с температуры 540^{0}С наклон этой зависимости $\chi^{-1}(T)$ родонита в интервалах температур 20-510^{0}С, 520-900^{0}С также имеет линейный характер; начиная с температуры 510^{0}С наклон этой зависимости увеличивается; зависимость $\chi^{-1}(T)$ феррримолибденита (рис. 2, график 3) в интервалах температур 600-730^{0}С и 740-1000^{0}С имеет тоже линейный характер; начиная с температуры 730^{0}С наклон этой зависимости уменьшается.

Аномальные изменения на экспериментальных зависимостях $\chi^{-1}(T)$ исследуемых образцов можно объяснить структурными (полиморфными) переходами, в подрешетке железы этих образцов [4-6]. Эти переходы своеобразно отражаются и на зависимостях

изученных $\chi^{-1}(T)$ железосодержащих горных породах в зависимости от температуры и состава слабомагнитных элементов (As, S, Cu, O, Mg, Si, Mo).

Применением метода наименьших квадратов на экспериментальные зависимости $\chi^{-1}(T)$ изученных образцов рассчитывали их основные парамагнитные характеристики, C, θ_p магнитный момент, приходящийся на химическую формулу минерала $(\mu_{фор})$

Результаты расчетов приведены в таблице.

Данные для чистого железа получены из [4]. Анализ табл. показывает, что значения магнитные характеристики (θ_p и $\mu_{эфф}$) изученных соединений меньше, по сравнению с значениями магнитными характеристиками чистого железа. Это объясняется присутствием слабомагнитных элементов в кристаллических решетках изученных минералов. Благодаря именно этой причине уменьшается магнитное обменное взаимодействие электронов 3d- оболочки ионов железа, ответственные за возникновение магнитного упорядочения изученных соединений θ_p является энергетической мерой этого взаимодействия.

На основании полученных результатов можно сделать следующие выводы.

Впервые при высоких температурах измерены зависимости $\chi^{-1}(T)$ железосодержащих минералов - FeS_2, FeAsS, $CuFeS_2$, Fe_3O_4, $MgFe_2O_4$, $MnSiO_3$ и $Fe_2[MoO_4]_3$. Установлено, что эти зависимости $\chi^{-1}(T)$ подчиняются линейному закону Кюри-Вейсса.

По экспериментальным зависимостям изученных минералов определены их основные парамагнитные характеристики. Установлено, что из-за присутствия слабомагнитных компонентов эта характеристика (S, As, Cu, O,Mg, Si, Mo) уменьшается в изученных минералах.

Библиографический список

1. Торопов Н.А., Булак Л.Н., Кристаллография и минералогия. –Л.: Стройиздат. 1972. - 415с.

2. Ладынин А.В. . Физические свойства горных пород. Новосиб. Гос. Уние-т. Новосибирск. 2010. -101 с.

3. Кувандиков О.К., Шакаров Х.О., Иргашев К.М. // В сб.: Оптико-акустические, электрические, магнитные исследования конденсированных сред. –Самарканд. 1982. –с. 122-130.

4. Kuvandikov O.K., Shakarov H.O., Sayfullayeva D.A., Salakhitdinova M.K. Investigations of magnetic properties of compounds of rare-earth metals with metals of the iron Group in the range of the solid-liquid phase transition // The Physics of Metals and Metallography. 2002. vol.93, Suppl. 1. pp.548-553.

УДК 543.062:542.61:535.24:546.86

© Саидов А.Х., Зияева М.А. 2016 г.

ЭКСТРАЦИОННО-ФОТОМЕТРИЧЕСКОЕ ОПРЕДЕЛЕНИЕ СУРЬМЫ С 1-(2-ПИРИДИЛАЗО)-2-НАФТОЛОМ (ПАН)

Саидов А.Х., ассистент кафедры «Химия» БухИТИ; **Зияева М.А.**, старший преподаватель кафедры «Экология» ТашГТУ

Maqolada surmani 1-(2-piridilazo)-2-naftol (PAN) bilan asosiy bo`yoqlar va azo piridin birikmalari ishtirokida ekstraksion-fotometrik aniqlash o`rganilgan.

Tayanch iboralar: *surma, indikator, piridin, bo`yoq, ekstraksiya, galogenid ion, tanlovchanlik, piridinli azobirikma, inert erituvchi, yuqori sezuvchanlik, xloroform, optik zichlik.*

In article some questions of photo and extraction methods of definition of a surma with use of the main dyes and pyridinic azo compounds are considered.

Key words: *antimony, indicator, pyridine, dye, extraction, halogenide ion, selectivity, pyridinic azo compounds, inert solvent, high sensitivity, chloroform, optical density.*

Существующие фотометрические и экстракционно-фотометрические методы определения сурьмы с использованием основных красителей [1, 2] и пиридиновыми азосоединениями (ПАН) [3, 4] не отлтчаются высокой избирательностью, так как комплексообразование сурьмы (V) с указанными реагентами проводят в водном растворе в присутствии галогенид-ионов.

При этом галогенидные комплексы других ионов также образуют соединения с указанными реагентами и экстрагируются совместно с сурьмой, в результате мешают определению сурьмы.

Ранее нами были исследованы условия экстракции сурьмы (V) инертными органическими растворителями (бензол, хлороформ, толуол) в присутствии хлорид-ионов и диметилформамида её с кристалличе-

ским фиолетовым (КФ) непосредственно в органической фазе [5], с целью разработки высокоизбирательного экстракционно-фотометрического метода определения сурьмы. Однако, методика определения сурьмы с КФ характеризуется не высокой избирательностью (определению мешает золото), хотя отличается высокой чувствительностью (e=8*10^4). С целью повышения избирательности определения сурьмы нами изучены условия комплексообразования сурьмы (III) с ПАН непосредственно в органической фазе исходный раствор сурьмы (V) с концентрацией 2 mg/ml готовили из $SbCl_5$ марки «xt». Титр раствора установили йодометрический [6]. Спектры комплексного соединения сурьмы (III) с ПАН в экстракте снимали на спектрофотометре сф-26 (l=1 sm). Оптические плотности комплексов измеряли на фотоэлектроколориметре КФК-2.

В статье [5] мы сообщали, что хлоридный комплексный анион сурьмы (V) в присутствии ДМФА избирательно экстрагируется бензолом (хлороформом, толуолом) по гидратно-сольватному механизму [7], который схематично представлен в виде:

$$SbCl_6^- + H(H_2O)_5^+ + 3ДМФА_{(в)} = [SbCl_6^-][H(H_2O)_5^+ \cdot (ДМФА)_3]$$

В настоящей работе мы исследовали условия комплексообразования сурьмы (III) с ПАН непосредственно в органической фазе. Опыты показали, что после экстракции сурьмы (V) бензолом в оптимальных условиях, отделения водной фазы, добавления к экстракту бензольного раствора ПАН, водного раствора, содержащих H_2SO_4, NaJ, ДМФА, тиомочевины (для восстановления J_2 до J^-) и встряхивания фаз в течение 10-15 s. образуется окрашенное комплексное соединение в органической фазе. Исследование комплексообразования сурьмы (III) с ПАН в зависимости от концентрации H_2SO_4, NaJ, ДМФА и тиомочевины показало, что оптимальными условиями являются: 0,1-1,5 m по H_2SO_4, 0,04-0,3 m по NaJ, 0,12-1,9 m по ДМФА и 0,02-0,04 m. Методом сдвига равновесия установлено, что сурьма (III) с ПАН в органической фазе взаимодействует в молярном соотношении 1:1 (табл. 1).

Таблица 1

Результаты определения состава хлоридного комплекса сурьмы с ПАН в бензоле методом сдвига равновесия C_{Sb}=3,9×10^{-6}M; $A_{пр}$=0,57

$C_{ПАН}$, M ×10^5	A	$D = \frac{A}{A_{пр} - A}$	Lg D	[компл] M ×10^6	[ПАН], M ×10^5	-Lg [ПАН]
3,94×10^{-5}	0,17	0,42	-0,37	0,776	4,72	4,32
7,89×10^{-5}	0,24	0,72	-0,134	1,09	0,80	4,17
15,79×10^{-5}	0,36	0,71	0,23	1,64	14,15	3,85
23,68×10^{-5}	0,40	2,35	0,37	1,82	21,86	3,67
31,57×10^{-5}	0,43	3,07	0,48	1,96	29,61	3,53
39,46×10^{-5}	0,62	4,18	0,62	2,09	37,37	3,43
47,35×10^{-5}	0,49	6,12	0,78	2,23	45,12	3,35
63,14×10^{-5}	0,52	10,40	1,01	2,37	60,37	3,22

Спектроскопическое изучение комплекса сурьмы (III) с ПАН указывает на сохранение связей Sb- J (две полосы, имеющиеся в электронном спектре SbJ_3, сохраняются в спектре комплекса). Исходя из спектроскопических данных, а также из положения об электронейтральности комплекса, установленного методом ионообменной хроматографии, предложено вхождение во внутреннюю координационную сферу двух ионов йода.

Следовательно, реакцию комплексообразования сурьмы (III) с ПАН в органической фазе схематично можно представить в виде:

$$[H(H_2O)_5(ДМФА)_3^+][SbJ_4^-] + HR_{(o)} = [SbJ_2R] + 2HJ + 5H_2O + 3ДМФА$$

где R- анион ПАН.

Окрашенный комплекс сурьмы (III) с ПАН в органической фазе устойчив более 3 d. Кажущийся молярный коэффициент погашения комплекса сурьмы (III) с ПАН при максимуме светопоглащения $\lambda = 590\ nm$ составляет e =1,59*10^4, закон Бера соблюдается в интервале 5-200 mkg сурьмы в 10 ml экстракта. Градировочные графики построены в интервалах содержаний сурьмы 5-100 и 100-200 mkg. Оптические плотности комплексов измеряли в кюветах с толщиной слоя l=10 и l=5 mm. Воспроизводимость определений 2-5 %.

Методика определения сурьмы (v) в чистых растворах.

В мерный цилиндр емкостью 25 ml с притертой пробкой вносят 5-200 mkg сурьмы (V) в 2 ml концентрированной HCl, разбавляют водой до 8 ml, добавляют 2 ml ДМФА, 10 ml бензола и встряхивают 5-10 s. Смесь переносят в делительную воронку и сливают водную фазу. К экстракту приливают 5 ml 0,03 %-ного бензольного раствора ПАН, 10 ml водного раствора содержащих 0,2 M NaJ, 0,03 M тиомочевины, 1 M H_2SO_4, 0,6 M ДМФА и встряхивают 10-15 s., сливают водную фазу. Образовавшийся окрашенный комплекс в органической фазе фильтруют в кювету и фотометрируют относительно раствора холостого опыта на фотоэлектроколориметре КФК-2 при $\lambda = 590\ nm$.

Для определения избирательности методики нами изучены влияния посторонних ионов. Результаты определения сурьмы с ПАН в присутствии посторонних ионов, в которых ошибка определений не превышает 2-4 %.

Разработанный метод экстракционно-фотометрического определения сурьмы (V) проверен при анализе промышленных сточных вод без предварительного отделения сопутствующих элементов. Правильность методики проверена методом добавок.

Методика определения общего содержания сурьмы в сточных водах.

В мерный цилиндр емкостью 25 ml вносят 1-6 ml анализируемой воды, 2 ml концентрированной HCl, 25 mg сульфита натрия (для восстановления всю сурьму до сурьмы (III)) и нагревают в водяной бане в течение 2 min.

Затем охладив раствор добавляют 50 mg $NaNO_2$ (для окисления сурьмы (III) до сурьмы (V)) и оставляют на 2 min. затем определяют общее содержание сурьмы по вышеуказанной методике.

Разработанный экстракционно-фотометрический метод определения сурьмы рекомендуется для анализа промышленных сточных вод, руд, пород и в других сложных по химическому составу материалах без предварительного отделения сопутствующих элементов.

Библиографический список

1. *Бастракова Е.И., Попова Т В. Экстракционно-фотометрическое определение сурьмы с метиленовым голубым // Завод. Лаб. 1990. Т. 56, №36, С.1-2.*
2. *Шевчук Н.А., Жан Луи. Способ экстракционно-фотометрического определения сурьмы. Авт. Свид. 1453326 СССР. МКИ 00/№31/22. Донецкий ун-т, №4089920/31-26. опубл. 23.01.89. Бюл.№3.*
3. *Shen №., Chu W., Wei F., Zhu V. Спектрофотометрическое определение трехвалентной сурьмы в сточной воде с использованием 2-(5-бром-2-пиридилазо-5-диэтил-аминофенола// Chem. ana l.-1988, Т.33, №4, с.527-530.*
4. *Чапрасова Л.В., Ташходжаев А.Т., Умарова Л.А. Комплексообразование и экстракция сурьмы(III) с некоторыми азосоединениями на основе пиридина (III). Узбекский химический журнал. 1986, №2 с.7-10.*
5. *Зияева М.А., Гиясов А.Ш. Избирательное экстракционно-фотометрическое определение сурьмы кристаллическим фиолетовым // доклады Академии наук Республики Узбекистан. 2010, №2. с. 73-75.*
6. *Алексеев В.Н. Количественный анализ. М.: Химия.1972,с.395.*
7. *Золотов Ю.А., Иоффа Б.З., Чучалин Л.К. Экстракция галогенидных комплексов металлов. М: Наука,1973 с.379.*

УДК 664.047

© Машарипова З.А., Артиков А.А. 2016 й.

МИКРОТЎЛҚИНЛИ ЭНЕРГИЯ ЁРДАМИДА МАҲСУЛОТЛАРНИ ҚУРИТИШДА БОСИМНИ ТАЪСИРИНИ АНИҚЛАШ

Машарипова З.А., ТошДТУ "Қишлоқ хўжалиги техникаси ва сервиси" кафедраси катта илмий ходими; **Артиков А.А.**, Тошкент кимё-технология институти "Информатика, автоматлаштириш ва бошқарув" кафудраси профессори, т.ф.д.

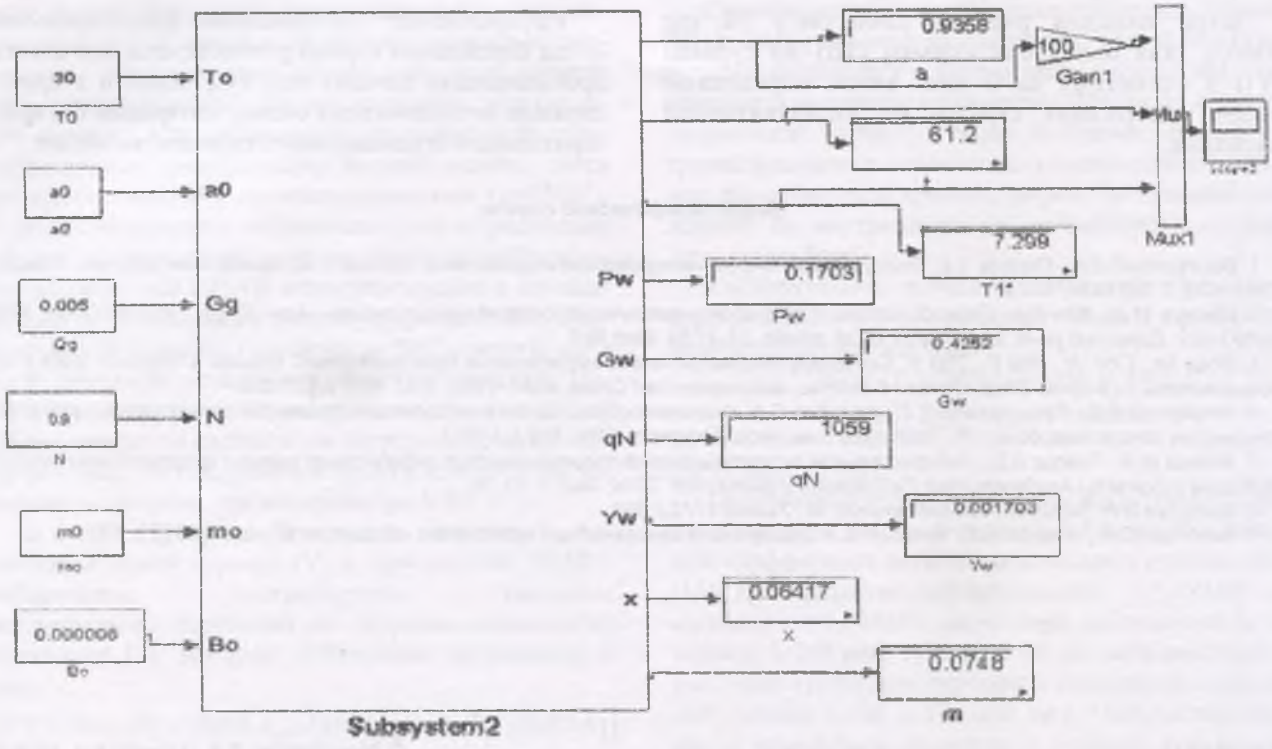
В статье рассмотрено влияние одного из факторов (температура, давление, влажность продукта и концентрация влаги воздуха) - давления на процесс сушки продукта при помощи микроволновой энергии. С использованием современной компьютерной технологии и мощности современного компьютера создана компьютерная модель процесса сушки с учетом этих факторов. Предлагаемая компьютерная модель позволит определить оптимальные условия процесса сушки и оперативного расчета равновесного состояния по всем параметрам процесса.

Опорные слова: *сушка, температура, давление, влажность, равновесие, парциальное давление, компьютерная модель, микроволны, реле, СВЧ, тепло, диапазон, энергия, массообмен, система.*

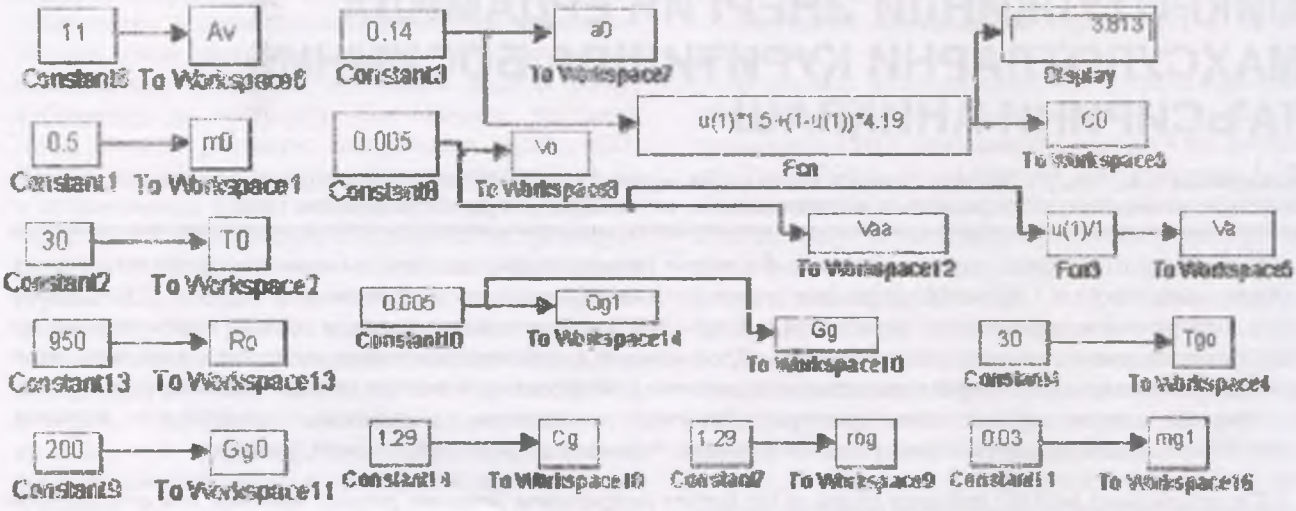
The article deals with the influence of one of the factors (temperature, pressure, product humidity, and concentration of the atmospheric moisture) - the pressure of the product drying process using microwave energy. With the use of modern computer technology and the power of the modern computer was created a computer model of the drying process, taking into account these factors. The proposed computer model gives the opportunity to determine the optimal conditions of the drying process and rapid calculation of the equilibrium state for all process parameters.

Key words: *drying, temperature, pressure, humidity, equilibrium, partial pressure, computer model, microwave, relay, microwave frequencies, heat, range, power, mass transfer, system.*

Маҳсулотларни қуритиш энг мураккаб жараёнлардан биттаси, шунинг учун ҳозирги кунда кўпрок график усуллардан фойдаланиб, маҳсулотларни қуритиш жараёни ҳисобланади. Мураккаблигининг асосий сабаблардан биттаси қуритиш жараёнида мувозанат ҳолатини топиш 4 та факторнинг комбинацияси оркали белгиланишидадир. Қуритиш жараёнига температура билан бир вактда материалнинг намлиги, ҳавонинг босими ва ҳаводаги намлик концентрацияси таъсир этиб, улар орасидаги боғлиқлик тенгламалари оркали қуритишнинг оптимал шароитлари аниқланади. Уларни топиш баъзида мушкул иш ҳисобланади. Қуритиш жараёнига таъсир килувчи омилларнинг ўзаро боғлиқлик тенгламаларидан фойдаланган ҳолда, жараённинг математик модели ҳосил килиниб,



1-расм. Қуритиш параметрларининг ифодаланиши.



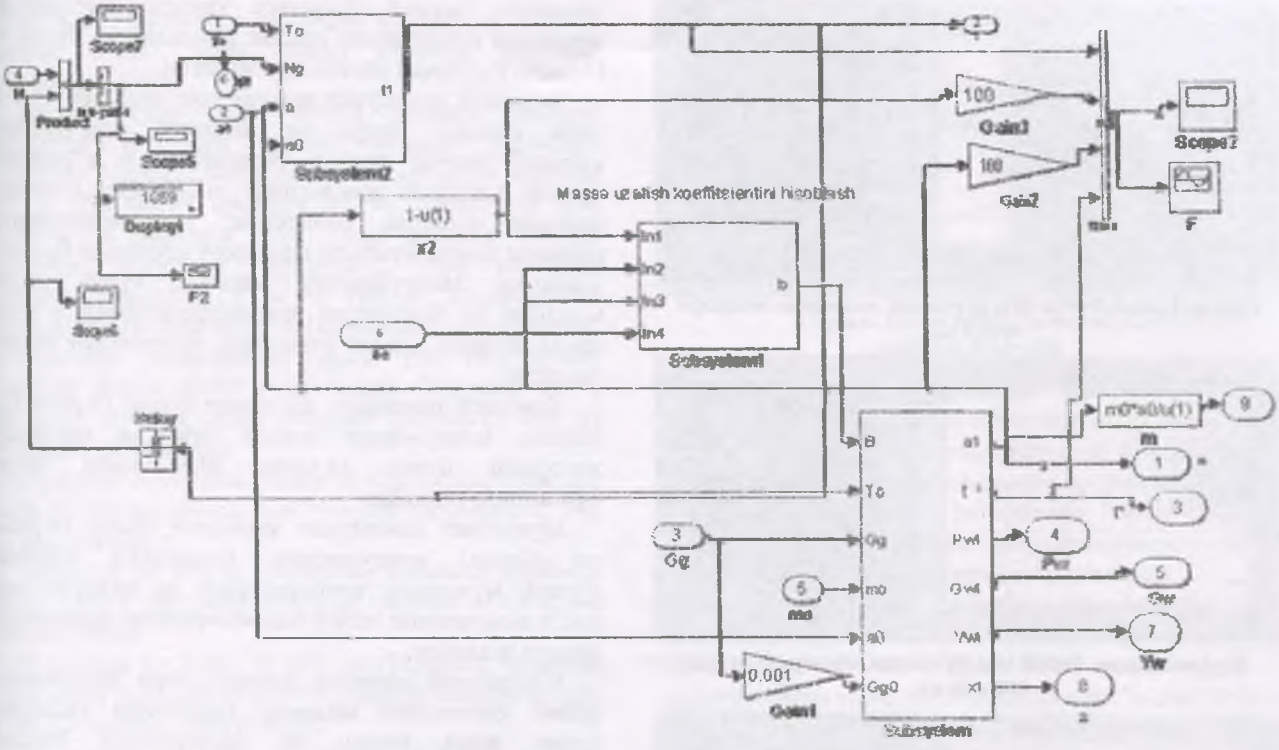
2-расм. Қуритиш печига киритилаётган параметрлар.

куритиш учун алгоритмик дастур ишлаб чикилган. Дастур асосида тузилган компьютер моделига мувофик, куритишнинг кириш ва чикиш параметрлари 1- расмда кўрсатилган.

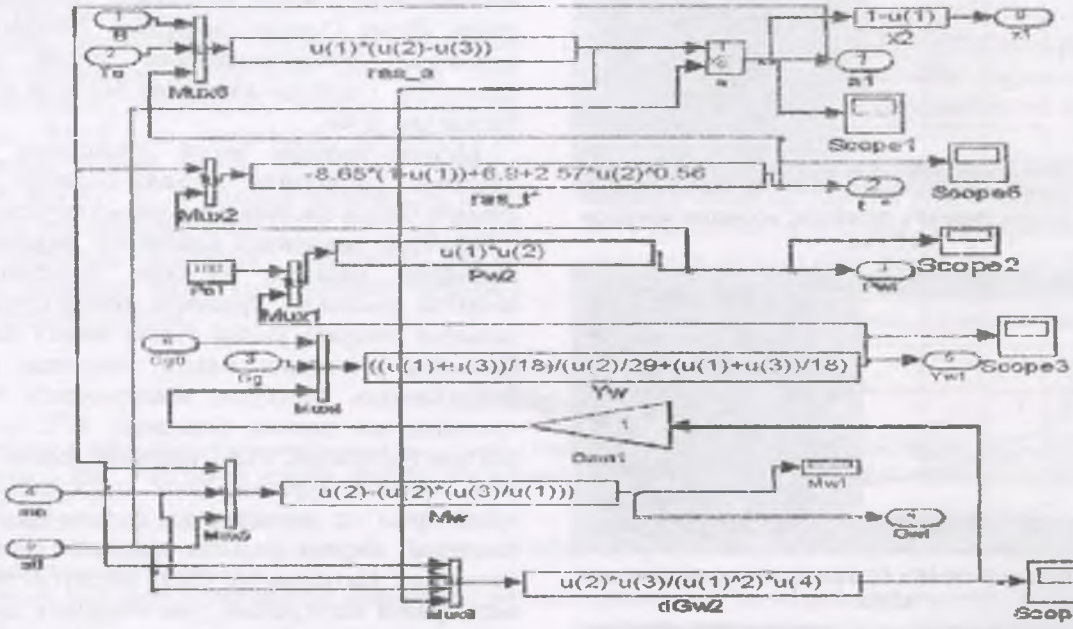
Микротўлкинли печда 200 g махсулотни куритишни караб чикамиз. Махсулотни кириш температураси 30^0C, курук моддага кўра концентрацияси 14 %, берилаётган энергияни 0,9 kW, берилаётган ҳавонинг сарфи 0,01 kg/s. унинг таркибидаги намлик 0,00002 kg/kg (2-расм). Аппаратда асосий кўрсаткичлардан бири сифатида босимни олдик. Чикиш кўрсаткичлари махсулотни курук модда миқдори, температураси, колган 3 та кўрсаткичлардан мувозанат босимига келтирамиз.

Ҳаводаги намликни парциал босими, канча намлик чиқиб кетаётгани, унинг сарфи, қанча энергия берилиб, иш бажарилгани, ҳаводаги намлик концентрацияси, куритилгандан кейинги махсулотнинг намлиги, массаси каби катталикларнинг кийматлари чиқиш параметрлари сифатида ифодаланди.

Компьютер моделнинг яратишда кўп поғонали тизимли таҳлилдан фойдаланилди, куритиш жараёнини икки фазали деб олиниб, уларнинг орасидаги



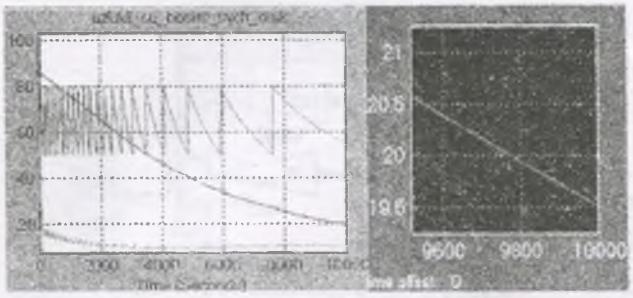
3-расм. Қуритиш жараёнини компьютер модели.



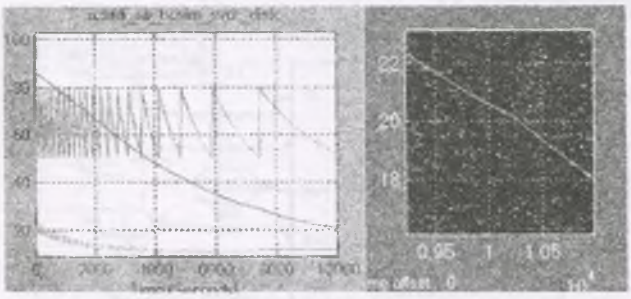
4-расм. Газ фаза учун мувозанат ҳолатларини ҳисоблаш блоки.

боғланишлар кўриб чиқилди, яъни биринчи фаза деб, қуритилаётган маҳсулот фазаси қабул қилинди, унда асосий кўрсаткичлардан маҳсулотнинг температураси белгилаб олинди.

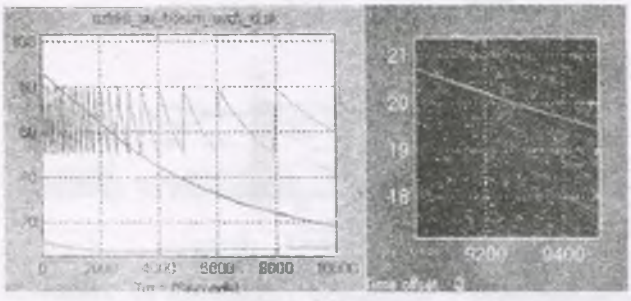
Иккинчи фаза деб газ фазаси қараб чиқилди, унда юз берган ўзгаришлар туфайли маҳсулот учун мувозанат ҳолати топилган. Айтиб ўтганимиздек, юритувчи куч сифатида маҳсулотнинг температурасини қабул қилдик ва унинг мувозанат температураси орасидаги фарқ ёрдамида компьютерда ҳисоблаш иши амалга оширилди. Маҳсулотнинг мувозанат температурасини топиш учун муьозанатни ҳисоблайдиган ҳисоблаш блокида ҳаводаги сувнинг парциал босимига қараб, мувозанат температурасининг тенгламаси ёзилиб, компьютер моделига киритилди. Моделда парциал босим



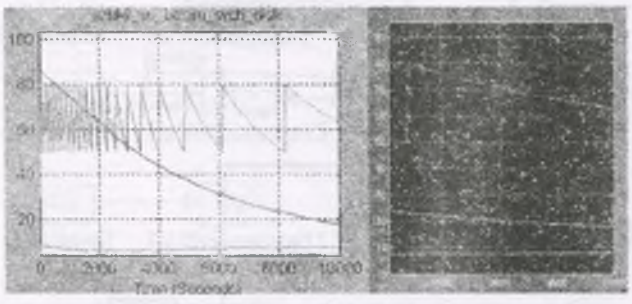
5-расм. Босим P=100 kPa бўлганда, иссиқлик миқдори 410,1 kJ.



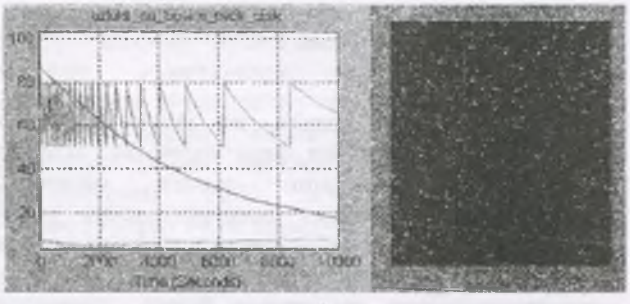
6-расм. Босим P=150 kPa бўлганда, иссиқлик миқдори 408-418 kJ.



7-расм. Босим P=50 kPa бўлганда, иссиқлик миқдори 413,1 kJ.



8-расм. Босим P=30 kPa бўлганда, иссиқлик миқдори 414,6



9-расм. Босим P=20 kPa бўлганда, иссиқлик миқдори 415,6 kJ.

ҳавонинг умумий босимига ҳаводаги молекуляр намликни купайтириш оркали ифодаланган бўлиб, у (4-расм, P_w блоки) блокда кўрсатилган.

Ҳаводаги молекуляр намлик тенгламасини тузиш учун газнинг сарфи ва намлиги, маҳсулотдан ажралиб чиққан намлик қўшилиб, 3 та кўрсаткич оркали ҳаводаги намликнинг молекуляр концентрацияси топилди. Молекуляр концентрациянинг киймати ҳавога ўтаётган намликни ҳисоблаш блокига узатилди. Маҳсулотнинг массаси, курук модда миқдори ва бошланғич концентрацияларига кўра канча намлик ҳавога ўтганлиги динамикаси ишлаб чиқилди.

Ҳаводаги намликни ҳисоблаш блоки (4-расм,Y_w-блоки), маҳсулотдан ҳавога ўтаётган намликни ҳисоблаш блоки (4-расм, dGw-блоки) билан биргаликда ишлайди

Мувозанат намлигини ҳисоблаш блоки (4-расм, ras_a-блоки) маҳсулотнинг бошланғич температураси, мувозанат температураси ва маҳсулотнинг масса алмашиниш коэффициентларининг кийматлари оркали ишлайди.

Юкоридаги ҳавонинг параметрлари топилгандан кейин куритилган моддани намлигини ҳисоблаш блоки ишга тушди ва интеграллаш блокига киритилгандан кейин маҳсулотни концентрацияси, моддани курук модда миқдорини ҳисоблаш блоки пайдо бўлди (3-расм, Subsystem 2-блоки). Курук модданинг концентрациясини топиш маҳсулот намлигини ҳисоблаш имконини берда ва у алоҳида блокда акс этган.

Мазкур моделда масса алмашиниш коэффициентини ҳисобларига алоҳида эътибор берилиб, алоҳида блокда ҳисоблаш алгоритми киритилди.

Куритиш жараёнини компьютер модели асосида бошкариш масаласи кўрилди. Бошкариш учун вазиятли ростлагич ёрдамида температурани белгиланган чегарада ушлаб туриш амалга оширилди. Поғонали ростлашни амалга оширишда рельедан фойдаланилди. Маҳсулот температураси 50^0 С га тушганда яна иситиш бошланиб, 80^0С га етганда иситиш тўхтатилди. Ушбу жараённи амалга ошириш учун ижрочи курилма блок шакллантирилиб, у кўпайтириш ва интеграллаш блокларидан иборат. келаётган энергия рельени ҳисобига ёкилади ёки ўчирилади. Интеграллаш блоки келаётган энергияни вакт бўйича интеграллаб, уни ишлашига қанча вакт ва қанча иссиклик берилаётганини ифодалаб туради. Шу асосда маҳсулотларни куритиш жараёнининг компьютер модели шакллантирилган.

Барча коэффициентлар топилгандан кейин қўшимча кўрсаткичларни ҳисоблаш учун унга алоҳида қўшимча блоклар тузилди. Атмосфера босимида маҳсулотнинг кўрсаткичларни ўзгариши ҳисоблаб топилди.

Компьютер моделини адекватлигини билиш учун куритиш печи сифатида микротўлкинли печда тажриба ўтказилди ва унинг натижалари жадвалда

келтирилди. Кўриниб турганидек компьютер модель адекват бўлиб, унда бошка тажриба ўтказиш имконини беради.

Дастлаб куритишда умумий босимни таъсири энергетик жихатдан кандай бўлиши хисоблаб кўрилган. 5-расмда махсулотнинг бошланғич массаси 200 g, бошланғич намлиги 86 %, босим 100 kPa (ўзбекистон шароити учун тўғри келади), 410 kJ иссиклик энергияси берилганда, 9800 секундда махсулот намлиги 20 % га тушди. Хисоб китоб натижалари графикларда (5-10-расмлар) келтирилган.

6-расмда аппаратдаги босим 150 kPa бўлса, куритиш вакти 10000 s дан ошди. (Умумий 300 s атрофида бўлади, ёкиб ўчириш хисобига) 408 kJ иссиклик талаб килди.

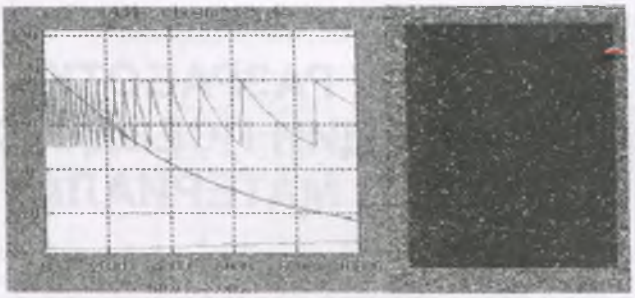
7-расмда аппатдаги босим 50 kPa бўлса, куритиш вакти 9270 s атрофида, ёкиб ўчириш энергияси 413 kJ ни ташкил килди.

Босимни 30 kPa га туширсак, 8-расмда куритиш вакти 9200 s атрофида бўлди ва энергия 414,6 kJ ни ташкил килди.

9- расмда босимни 10 kPa да туширсак, куритиш жараёнини давомийлиги 8900 s вактни ташкил килиб, 416,8 kJ энергия сарф бўлади.

10-расмда босим 5 kPa бўлганда жараён давомийлиги 8900 s атрофида бўлиб, 408-417 kJ энергия талаб килинди.

Куритиш аппаратидаги босимини пасайиши куритиш тезлигини 10 % гача ошишига олиб келди. Босимни пасайтириб, вакуум берилиши хисобига ЎЮЧ ли энергияда куритилганда берилаётган энергия озгина кўпайиши мумкин, яъни 410 дан 417 kJ га чикиши мумкин, бу катта ахамиятга эга эмас, шунинг учун бугунги кунда ЎЮЧ энергияси ёрдамида куритишда босим (вакуум) ўзгариши факат махсулотнинг сифатига таъсир килиши мумкин.



10-расм. Босим P=10 кПа бўлганда, иссиклик миқдори 416,8 кДж.

Махсулотларни куритишнинг компьютер модели шакллантирилган, куритиш объекти кора кути сифатида кўрилиб, кириш ва чикиш параметрлари аникланди, кўп поғонали тизимли тахлилга асосан куритилаётган махсулот фазаси, газ фазаси ва иссиклик бериш блоклари шакллантирилди. Иссиклик бериш курилмасини ишлаш жараёни ижрочи курилма оркали бошкарилди.

Куритилган махсулотларни куйидаги кўрсаткич бўйича хисоблаш ишлари амалга оширилди. Бунда температура 60^0C-80^0C диапозонда ушлаб турилди, куритилаётган махсулотни намлиги 86 % дан 20 % га тушишига 10000 секунд вакт сарфланган бўлса, босимни 150 kPa га оширилганда куритиш вакти 10300 s ни ташкил килган. Босим 50 kPa бўлса, куритиш вакти 9200 s га тушган. Вакуумни янада чукурлаштирсак, 30, 20, 10, 5 kPa да куритиш вакти камайган, босимини 10 kPa га туширилганда, куритиш вактини 10 % га камайтириш мумкинлиги кўрилган.

Энергия жихатидан берилаётган иссиклик миқдори босимлар фаркига кўра махсулот намлигини 86 % дан 20 % га 410 kJ дан 417 kJ оралигида энергия сарфланди. Бундан кўринадики, ўта юкори частотали энергия ёрдамида куритиш учун вакуумни энергия сарфига таъсири ахамиятсиз даражада экан.

Библиографик рўйхат

1. Артыков А. Компьютерные методы анализа и синтеза технологических систем.Ташкент: "Ворис нашриет", 2012. с. 160.

2. Artikov A. Multi stage system analysis, modeling and automated calculation of the technological processes. Avicenna. Fryeburg, 2011, № 2. p 101-105.

3. Вукелович. Таблицы водяного пара.

4. Павлов К.Ф., Романков П.Г., Носков А.А.. Примеры и задачи по курсу процессов и аппаратов химической технологии. Изд.-Химия.: Ленинград, 1987.-510с.

5. ArtikovA. Multi stage system analysis, modeling and automated calculation of the technological processes. Avicenna. Fryeburg, 2011, № 2. p 101-105.

УДК 66.096.5

© Юнусов Б.И., Хасанов А.С., Артиков А.А., Юнусов И.И. 2016 г.

К ВОПРОСУ РАЗРАБОТКИ ОПТИМАЛЬНОЙ КОНСТРУКЦИИ ПСЕВДООЖИЖЕННОГО СЕПАРАТОРА СЫПУЧЕГО МАТЕРИАЛА

Юнусов Б.И., старший преподаватель кафедры «Информатика, автоматизация и управление» Ташкентского химико-технологического института; **Хасанов А.С.,** заведующий кафедрой «Металлургия» НГГИ, докт. техн. наук, профессор; **Артиков А.А.,** профессор кафедры «Информатика. автоматизация и управление» Ташкентского химико-технологического института, докт. техн. наук; **Юнусов И.И.,** доцент кафедры «Информатика, автоматизация и управление» Ташкентского химико-технологического института, канд. техн. наук

Sochiluvchan materiallarni mavhum qaynash qurilmasida pnevmosaralash yuqori samaradorligi bilan farqlanadi. Maqolada mavhum qaynash qurilmasida sochiluvchan materiallarni pnevmoseparatsiyalashda tajriba tahlili masalasi ko'rib chiqilmoqda. Tadqiqot uch xil turdagi laboratoriya qurilmasida olib borilib, sochiluvchan material uchun optimal mavhum qaynash qurilmasi ishlab chiqildi.

Sochiluvchan material tarkibi aniqlandi. O'tkazilgan natijalar o'lchami 0,050 dan 0,063 gacha bo'lgan zarrachalarni zichligi bo'yicha sochiluvchan materiallarni saralash ijobiy natijalarni ko'rsatmoqda.

O'tkazilgan tadqiqotlar natijasi asosida sochiluvchan materiallarni pnevmoseparatsiyalash uchun o'rta qismi kengaytirilgan silindir ko'rinishidagi mavhum qaynash qurilmasi taklif qilindi.

Tayanch iboralar: *Pnevmoseparatsiya, sochiluvchan material, mavhum qaynash qatlamli qurilma, matematik model, kompyuter model, elaklar.*

Pneumatic separation of bulk materials in fluidized bed has a high efficiency. The article deals with the experimental analysis of pneumatic separation of bulk materials in a fluidized bed. Investigations into the three types of laboratory installations and selection of the optimal design for the fluidized separation of bulk material were carried out.

The composition of the bulk material was determined. The carried out experiments for particles with sizes ranging from 0.050 to 0.063 mm have showed good separation efficiency for separated material density.

Based on these studies the pneumatic separation of bulk materials in a fluidized bed of cylindrical apparatus with an enlarged area in the middle was recommended.

Key words: *pneumatic separation, bulk material, fluidized bed apparatus, mathematical model, computer model, fed.*

Воздушная классификация занимает важное место в технологии переработки полезных ископаемых [1]. Основная трудность использования методов пневмосепарирования для тонкой сепарации сыпучих материалов заключается в сложности методов расчета и соответствующих компьютерных моделей. Современный уровень развития компьютерной технологии позволяет осуществить точное моделирование технологического процесса пневмосепарирования в псевдоожиженном слое, а также определить узкие диапазоны работы аппаратов, обеспечивающие более полное сепарирование сыпучего материала.

Нами были проведены эксперименты на лабораторных установках и испытаны режимы процесса пневмосепарирования в псевдоожиженном слое. Для примера были рассмотрены горно-металлургические техногенные отходы.

Измельченные материалы просеяны в ситах различных размеров. Путем первичной сепарации проб на ситах получены частицы с размерами от 0,050 мм до 0,063 мм.

На компьютерной модели процесса пневмосепарирования в псевдоожиженном слое были определены скорости воздушного потока в установке с псевдоожиженным слоем, обеспечивающие унос легких фракций измельченных частиц; тяжелые фракции остаются в составе псевдоожиженного слоя [2, 3].

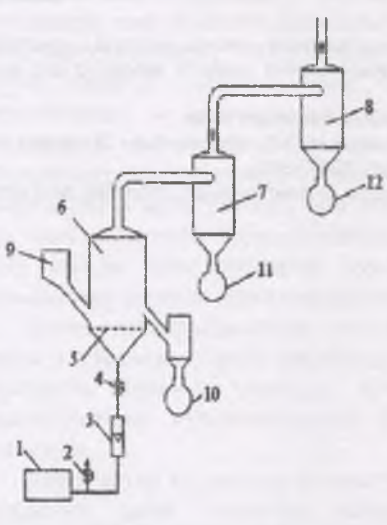


Рис. 1. Лабораторная экспериментальная одноячеечная установка.

Эксперименты по пнемосепарированию в псевдоожиженном слое проводили на лабораторной экспериментальной одноячеечной установке (рис. 1), которая состоит из компрессора 1, рогаметра 3, игольчатых вентилей 2 и 4, предназначенных для регули-

рования расхода воздуха, подаваемого через сетку 5 в лабораторную установку пневмосепарирования 6, а также из двух последовательно соединенных циклонов 7 и 8 для улавливания легких частиц.

Диаметр лабораторной установки пневмосепарирования 50 mm, высота установки 0,4 m.

Результаты эмиссионного полуколичественного спектрального анализа отобранных исходных проб на спектрографе PGS-2 представлены в табл. 1.

Перед началом экспериментов, после включения компрессора 1 с помощью объемного счетчика, осуществлена градуировка стеклянного ротаметра 3. Расход воздуха регулировался с помощью игольчатых вентилей 2 и 4.

В табл. 2 в первой строке для сравнения с результатами экспериментов приведены результаты анализа исходной пробы.

Отобраны по 100 g проб для обогащения их в псевдоожиженном слое. Пробы поочередно загружали через загрузочный патрубок 9 в установку пневмосепарирования 6. С помощью игольчатых вентилей 2 и 4 установили скорость уноса легких фракций для частиц размером от 0,050 mm до 0,063 mm. Начинается унос частиц легкой фракции. Процесс продолжался 70-80 s. Унесенные частицы улавливались в первом циклоне 7, а более легкие частицы проходили во второй циклон 8.

Результаты экспериментов на лабораторной экспериментальной одноячеечной установке

Таблица 1

Результаты спектрального анализа отобранных исходных проб на спектрографе PGS-2

№	Компонент	Массовая доля, %	Плотность, kg/m^3	№	Компонент	Массовая доля, %	Плотность, kg/m^3
1.	Si	25	2330	15.	Ag	0,0001	10500
2.	Al	4	2712	16	Cu	0,005	8960
3.	Ca	4	1550	17	Pb	0,002	11400
4.	Na	2	970	18.	Zn	0,004	7140
5.	K	1	860	19	As	0,04	5720
6.	Fe	3	7860	20.	Bi	0,0001	9800
7.	Mg	4	1740	21	Ni	0,002	8900
8.	P	0,03	1820	22	Mo	0,002	10200
9.	Ba	0,02	3500	23.	Sn	0,0001	7300
10.	Sr	0,01	2600	24.	Be	0,0002	1850
11.	Mn	0,04	7430	25.	Li	1	530
12.	V	0,02	6110	26.	Zr	0,01	6490
13.	Ti	0,3	4510	27	Co	0,003	8900
14.	Cr	0,004	7190	28.	Sb	0,06	6620

Таблица 2

Результаты экспериментов на лабораторной экспериментальной одноячеечной установке

№	Фракция проб	Si	Al	Ca	Na	K	Fe	Mg	P	Ba	Sr	Mn	V	Ti	Cr	Ag
1	Исходный материал	25	4	4	2	1	3	4	0,03	0,02	0,01	0,04	0,02	0,3	0,004	0,0001
2	0,050-0,063 mm	25	6	4	3	0,8	3	6	0,03	0,02	0,01	0,05	0,02	0,4	0,004	0,0003
3	0,050-0,063 mm	20	10	4	4	1,5	4	4	0,04	0,06	0,01	0,04	0,02	0,4	0,006	0,0004
4	0,050-0,063 mm	20	10	4	4	1,5	4	5	0,04	0,06		0,05	0,02	0,4	0,01	0,0005
5	0,050-0,063 mm	25	8	4	4	1	3	5	0,05	0,05		0,04	0,04	0,3	0,02	0,0006
6	0,050-0,063 mm	25	4	3	3	1	3	6	0,05	0,02		0,06	0,05	0,5	0,02	0,0006

№	Фракция проб	Si	Al	Ca	Na	K	Fe	Mg	P	Ba	Sr	Mn	V	Ti	Cr	Ag
1	Исходный материал	25	4	4	2	1	3	4	0,03	0,02	0,01	0,04	0,02	0,3	0,004	0,0001
2	0,050-0,063 mm	25	6	4	3	0,8	3	6	0,03	0,02	0,01	0,05	0,02	0,4	0,004	0,0003
3	0,050-0,063 mm	20	10	4	4	1,5	4	4	0,04	0,06	0,01	0,04	0,02	0,4	0,006	0,0004
4	0,050-0,063 mm	20	10	4	4	1,5	4	5	0,04	0,06		0,05	0,02	0,4	0,01	0,0005
5	0,050-0,063 mm	25	8	4	4	1	3	5	0,05	0,05		0,04	0,04	0,3	0,02	0,0006
6	0,050-0,063 mm	25	4	3	3	1	3	6	0,05	0,02		0,06	0,05	0,5	0,02	0,0006

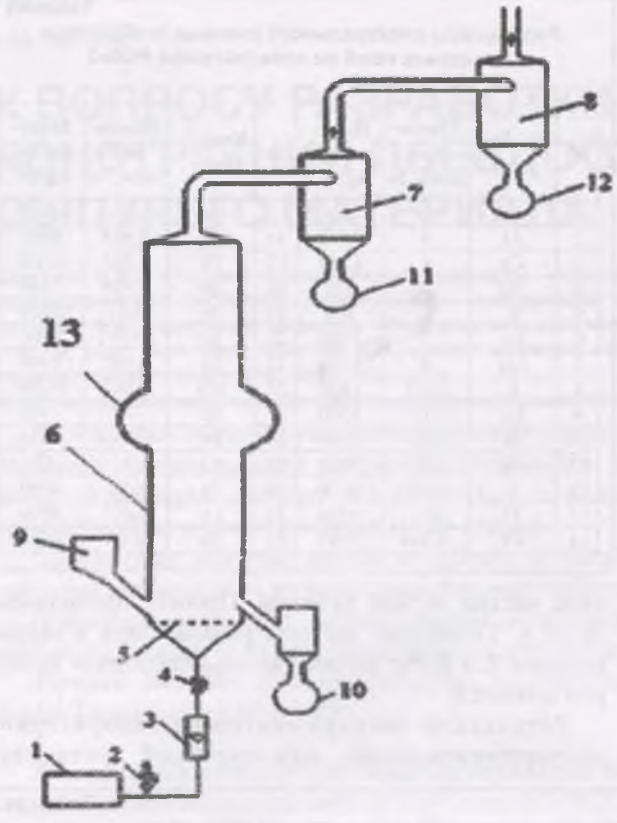


Рис. 2. Лабораторная экспериментальная одноячеечная установка с одной расширенной зоной.

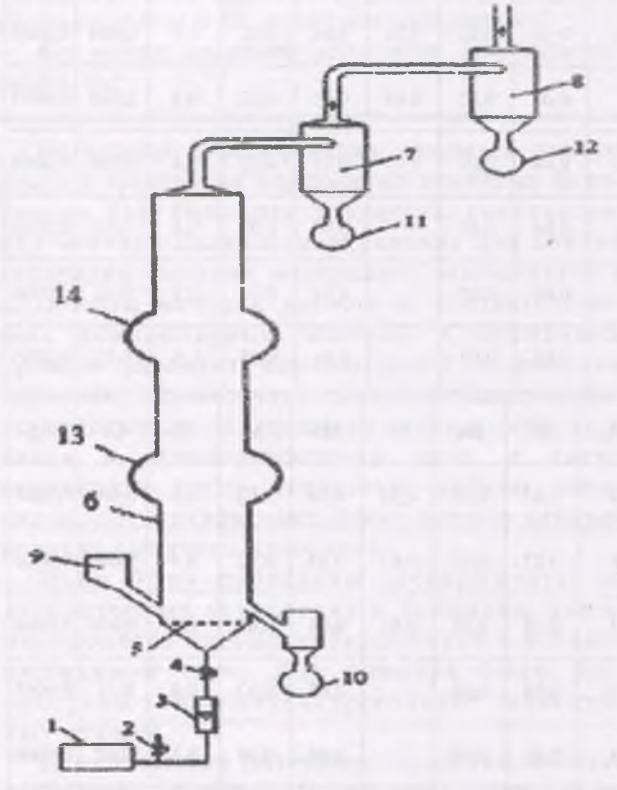


Рис. 3. Лабораторная экспериментальная одноячеечная установка с двумя расширенными зонами.

периодического действия приведены во второй строке табл. 2.

В результате пневмосепарирования в одноячеечной установке с псевдоожиженным слоем периодического действия наблюдали увеличение содержания *Al* - в 1,5 раза, *Mg* - в 1,5 раза, *Mn* - в 1,25 раза, *Ti* - в 1,33 раза, *Ag* – в 3 раза, *Cu* – в 1,25 раза и *Be* – в 1,5 раза.

Для улучшения качества сепарирования в псевдоожиженном слое была предложена новая конструкция установки периодического действия (рис. 2). Эта установка отличается от первой наличием расширенной зоны 13, где воздушный поток теряет свое давление и скорость. В результате тяжелые компоненты, унесенные воздушным потоком, начинают осаждаться и возвращаются обратно в псевдоожиженный слой, что способствует улучшению качества сепарирования.

Диаметр лабораторной установки пневмосепарирования 50 mm, высота установки 1m и в средней зоне расположена расширенная зона (диаметр 100 mm).

Результаты экспериментов на лабораторной экспериментальной одноячеечной установке периодического действия с одной расширенной зоной приведены в третьей строке табл. 2.

В результате проведения эксперимента в одноячеечной установке с псевдоожиженным слоем периодического действия с расширенной зоной в середине, наблюдали уменьшение содержания Si на 20 %, увеличение содержания Al - в 2,5 раза, Na – в 2 раза, Fe – в 1,33 раза, Mg – не изменился, Ba – в 3 раза, Mn - не изменился, Ti - в 1,33 раза, Cr – в 1,5 раза, Ag – в 4 раза, Cu – в 1.6 раза, Pb – в 1,5 раза, Ni – в 1,5 раза, Sn – в 4 раза, Be – не изменился и Zr - в 2 раза.

При повторном эксперименте в одноячеечной установке с псевдоожиженным слоем периодического действия с расширенной зоной в середине получили следующие результаты (четвертая строка таблицы 2):

Si - уменьшился на 20 %, содержание Al увеличилось - в 2,5 раза, Na – в 2 раза, Fe – в 1,33 раза, Mg – в 1,25 раза, Ba –в 3 раза, Mn - в 1,25 раза, Ti - в 1,33 раза, Cr – в 2,5 раза, Ag - в 5 раза, Cu – в 1,6 раза, Pb – в 1,5 раза, Ni - не изменился, Sn – в 4 раза, Be – не изменился и Zr - в 2 раза.

Улучшение результатов объясняется тем, что тяжелые компоненты оказавшиеся в потоке и унесенные из псевдоожиженного слоя, попав в расширенную зону воздушного потока, теряют свою скорость, и тяжелые частицы начинают возвращаться обратно в псевдоожиженный слой.

Обогащение в одноячеечной установке с псевдоожиженным слоем периодического действия с расширенной зоной в середине улучшилось по сравнению с установкой без расширенной зоны в 1,5-2 раза.

Следующий эксперимент проводили в установке пневмосепарирования периодического действия с двумя расширенными зонами (рис. 3). Эта установка отличается от предыдущей наличием двух расширенных зон 13 и 14.

Воздушный поток, попав во вторую расширенную зону, дополнительно теряет свое давление и скорость, в результате наряду с тяжелыми компонентами, унесенными воздушным потоком начинают осаждаться и возвращаться обратно в псевдоожиженный слой и легкие компоненты, что способствует ухудшению качества сепарирования.

Диаметр лабораторной установки пневмосепарирования 50 mm, высота установки 1 m и в средней зоне расположены две расширенные зоны (диаметр 100 mm).

Результаты экспериментов на лабораторной экспериментальной одноячеечной установке периодического действия с двумя расширенными зонами приведены в пятой и шестой строках табл. 2.

Однако результаты экспериментов оказались не лучше, чем на установке с одной расширенной зоной, т.е. в псевдоожиженный слой начали возвращаться и легкие частицы.

Рассмотрены вопросы пневмосепарации сыпучих материалов в псевдоожиженном слое. Проведенные эксперименты для частиц с разными размерами от 0,050 до 0,063 mm показали эффективность сепарации по плотности сепарируемого материала. В частности, пневмосепарация позволила уменьшить содержание Si на 20%, увеличить содержание Al - в 2,5 раза, Na – в 2 раза, Fe – в 1,33 раза, Mg – не изменился, Ba – в 3 раза, Mn - не изменился, Ti - в 1,33 раза, Cr – в 1,5 раза, Ag – в 5 раз, Cu – в 1,6 раз, Pb – в 1,5 раза, Ni – в 1,5 раза, Sn – в 4 раза, Be – не изменился и Zr - в 2 раза.

На основе проведенных исследований рекомендована пневмосепарация сыпучих материалов в псевдоожиженном слое на установках с одной расширенной зоной по середине.

Библиографический список

1. Матвеев А.И. Технология сухого обогащения руд малых коренннных месторождений и рудопроявления золота на основе модульных передвижных установок: // Дисс…докт. техн. наук. Якутск. 2003г – 221 с.

2.. Юнусов Б.И., Карабаев Д.Т., Артиков А.А. Системный анализ пневмосепарирования сыпучих материалов в псевдоожиженном слое. / ТашГТУ, «Кимёвий технология. Назорат ва бошқарув». 2/2011г.- С 47-51.

3. Юнусов Б.И., Карабаев Д.Т., Артиков А.А Определение скоростей псевдоожиженной сепарации сыпучих материалов. / ТашГТУ, «Кимёвий технология. Назорат ва бошқарув». 1/2011г. – С 51-54.

УДК 622.235.5. 622.342

© Петросов Ю.Э., Махмудов Д.Р., Уринов Ш.Р. 2016 г.

ФИЗИЧЕСКАЯ СУЩНОСТЬ ДРОБЛЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ВВ

Петросов Ю.Э., доцент кафедры «Горное дело» ТашГТУ, канд. техн. наук; **Махмудов Д.Р.**, заведующий кафедрой «Пластовые и угольные месторождения» ТашГТУ; **Уринов Ш.Р.**, доцент кафедры «Автоматизация и управление», начальник отдела международных связей НГГИ

Skvajinali zaryadlarning klasik portlash sxemasi bo'yicha, gaz mahsulotlarining ta'sirida detonatsiyali portlatish. hamda siqish va cho'zilish to'lqinlari ta'sirida siqilish va ezilish kuchlanishlari hosil bo'ladigan, portlash moddalari muhit bilan birgalikda kontakt natijasida tog` jinslarini oquvchanlik holatiga olib kelib, yanchish orqali boshqariladigan zona hosil bo'ladi, u ikta zonadan iborat: ezilish zonasi va yoriq hosil bo'lish zonasi.

Tayanch iboralar: *kon jinslarini yanchish, skvajinali zaryadlarning portlashi, siqilish va ezilish kuchlanishlari, kon jinslarining oquvchanlik holati, portlash moddalari, yanchish orqali boshqariladigan zona, ezilish va yoriq hosil bo'lish zonasi, detonatsiya, uzaytirilgan va sferik zaryadlar, portlash ta'siri, zaryad yuzasi,kuchlanish to'lqini, portlash ta'siri sxemasi.*

According to the classical scheme of blast hole charges under the action of gaseous products of explosion detonation, as well as a wave of compression and extension under the influence of which there are compressing and crushing stress, resulting in a fluid state rocks at the contact of the explosion products with the environment, develops a zone of controlled fragmentation, composed of two zones, zone crushing and cracking zone.

Key words: *rocks crushing, blast hole charges, compressing and crushing stress, free-flowing rock, explosion products, zone controlled by crushing, crushing and fracture zone, detonation, elongated and spherical charges, blast effect, charge surface, stress wave, explosion mechanism.*

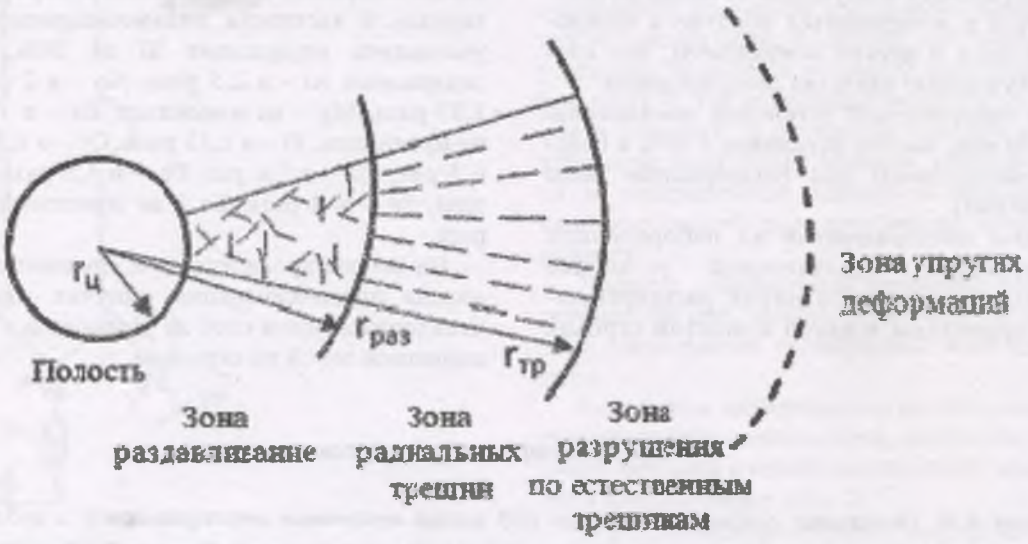


Рис. 1. Зоны взрывного разрушения массива горных пород.

Рассмотрим физическую картину взрывного разрушения массива крепких горных пород, в основу которой, положена наиболее удачная, получившая экспериментальное подтверждение и ставшая классической, схема действия взрыва, предложенная авторами работ [1] и приведенная в работе [2]. Согласно этой схеме, после практически одновременной детонации сферического заряда ВВ в момент, когда детонационная волна доходит до поверхности заряда, соприкасающейся со средой, на породу действуют взрывные газы с весьма высоким давлением. В результате, в среде возникает волна сжатия, которая сжимает, раздавливает и приводит в текучее состояние слой породы на контакте продуктами взрыва – среда. Материал среды здесь будет испытывать состояние всестороннего сжатия. Согласно существующим преставлениям о действии взрыва в твердой среде [3-7] регулируемая зона дробления включает в себя две зоны, зону раздавливания и зону трещинообразования, схема которой приведена на рис. 1.

По данным авторов работы [8] размеры образовавшейся при этом зоны раздавливания зависят от давления продуктов взрыва, прочностных и упругих свойств окружающей заряд породы. По данным авторов работы [9] радиус этой зоны предлагается оценивать с помощью следующей зависимости:

$$r_{раз} = r_0 \cdot C_p \frac{\sqrt{\gamma}}{5_{сж}}, \qquad (1)$$

где r_0 -радиус заряда ВВ; γ-плотность породы; C_p - скорость продольных волн в массиве; $\sigma_{сж}$ – предел прочности пород на сжатие.

По мнению многих исследователей, зона раздавливания не превышает 3-15 радиусов заряда. Изменение радиуса зон раздавливания прямо пропорционально зависит от радиуса заряда ВВ, скорость распространения продольных волн напряжения и плотности взрываемой породы, обратно пропорционально от предела прочности горных пород на сжатие закономерностью гиперболического типа со степенью показателя равной 1/2.

Вторая зона – зона трещинообразования, так называемая зона образования радиальных трещин, обусловлена наличием тангенциальных растягивающих напряжений, превышающих предел прочности породы на разрыв. Исследованиями [3, 8, 9] установлено, что при удалении от центра взрыва интенсивность напряжений, вызванных волной сжатия, снижается, и процесс разрушения горных пород носит иной характер. Частицы породы, вовлеченные в движение вол-

ной сжатия, продолжают перемещаться вдоль радиусов, исходящих из центра взрыва. В результате, каждый элементарный цилиндрический слой, мысленно выделяемый в среде, растягивается, увеличивая свой радиус, что приводит к появлению системы радиальных трещин, расходящихся во все стороны от заряда. Нарушение сплошности горного массива в зоне происходит путем образования микротрещин, направленных по нормалям к поверхности цилиндрического заряда. Появление радиальных трещин обусловлено наличием тангенциальных растягивающих напряжений, повышающих предел прочности горного массива на разрыв. При дальнейшем удалении от центра взрыва цилиндрического заряда, деформации вызванные растягивающими напряжениями прекращаются, и новые трещины не образуются. Однако возникающие ранее трещины могут распространяться, еще на некоторое расстояние благодаря перераспределению напряжений около их концов, где происходит концентрация растягивающих усилий. Исследованиями [10] установлено, что размер зоны радиальных трещин зависит от трещиноватости горного массива, их физико-механических и горно-технологических свойств, передачи энергии ВВ в волну напряжения и времени их воздействия на массив. Радиус зоны радиального трещинообразования $r_{тр}$ определяется зависимостью вида:

$$r_0 = r_{зар} \frac{\mu}{1+\mu} \cdot \frac{\sigma_{сж}}{\sigma_р}, \qquad (2)$$

где $\sigma_р$ – предел прочности пород на растяжение, МРа; μ – коэффициент Пуассона, характеризующий деформационные свойства горных пород, который определяется по формуле:

$$\mu = \frac{C_p^2 - 2C_s^2}{2(C_p^2 - 2C_s^2)}, \qquad (3)$$

где C_p, C_s – скорость распространения соответственно продольных и поперечных волн, m/s.

По данным исследований [11-14] простирания радиальных трещин прослеживаются до 20-30 r_0. Внешняя граница зоны радиальных трещин совпадает с цилиндрической поверхностью, проходящей через концы радиальных трещин. Изменение радиуса зон радиальных трещин прямо пропорционально зависит от радиуса заряда ВВ, скорость распространения продольных волн напряжения и передела прочности горных пород на сжатие, обратно пропорционально скорости распространения поперечных волн напряжения, предела прочности горных пород на растяжение.

Следующая зона – зона нерегулируемого дробления, где разрушение массива происходит по естественным трещинам. При уступной отбойке эта зона примыкает к открытым поверхностям уступа, нарушение массива по естественным трещинам наблюдается также в строну не взрываемого массива, что приводит к ослаблению его устойчивости в бортах карьера.

В этой зоне разрушения регулирование крупности не осуществляется, и отношение размеров блоков к размеру разрушенного куска равно 1.

Исследованиями установлено, что многие теоретические исследования напряженного состояния горного массива и приведенные формулы (1) и (2) не связывают разрушения горных пород взрывом с блочностью массива и не учитывают детонационных, энергетических характеристик промышленных ВВ. Анализ экспериментальных работ оценки взрывного разрушения пород показывает, что нет четкой границы между зоной вокруг заряда, которое характеризуется раздавливанием – переизмельчением (3-5 r_0), активным дроблением с развитой трещиноватостью (10-15 r_0) и зоной радиальных трещин (до 30 r_0), а также нет четкой границы, за которой полностью прекращается образование новых трещин и имеет место только разрушение массива по естественным трещинам.

Основные выводы.

Установлено, что по классической схеме взрыва скважинных зарядов ВВ под действием газообразных продуктов детонации взрыва а также волны сжатия и растяжения под действием которых происходят сжимающие и раздавливающие напряжения, приводящие в текучее состояние породы на контакте продуктов взрыва со средой, образуется зона управляемая дроблением, состоящая из двух зон, зоны раздавливания и зоны трещинообразования.

Многие исследования посвященные изучению напряженного состояния горного массива не связывают их разрушение с блочностью массива, а также не учитывают детонационных и энергетических характеристик промышленных ВВ. Нет четкой границы между зоной раздавливания, активным дроблением с развитой трещиноватостью и зоной радиальных трещин, за которой полностью прекращается образование новых трещин.

Библиографический список

1. Покровский Г.И., Федоров И.С. Действие удара и взрыва в деформируемых средах М., 1957. 276с.

2. Управления взрывным воздействием на горный массив при открытой разработки месторождений / С.К. Рубцов, П.А. Шеметов; отв. Ред. Ю.Д. Норов: Навоийский горно-металлургический комбинат. –Т.: Фан, 2010. -- 400с.

3. Кутузов Б.Н., Скоробогатов В.М., Мосинец В.Н и др. Справочник взрывника. М., 1983. -452с.

4. Мельников Н.В., Марченко Л.Н. Энергия взрыва и конструкция заряда. М.: Недра, 1989.

5. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действия взрыва в горных породах. М.: Недра, 1976.

6. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. М.: Недра, 1984.

7. Трубецкой К.Н., Викторов С.Д. Современные проблемы разрушения массива горных пород М.: ИПКОН РАН, 1998.

8. Ракишев Б.Р. Энергоемкость механического разрушения горных пород. Алматы: Баспагер 1998. 210с.

9. Лукьянов А.Н. Разработка научных основ, исследование и внедрение методов и средств интенсификации технологических процессов при открытой разработке скальных сложноструктурных месторождений отрасли: дис. докт. техн. наук. М.: 1983. – 452с.

10. Ракишев Б.Р. Винокуров Л.В. Пеленгация источников возмущения в массиве горных пород. Алматы: НИЦ «Ғылым», 2002 – 236 с.

11. Мосинец В.Н., Котенко Е.А., Мальгин О.Н., Рубцов С.К. и др. Интенсификация разработки песчано-глинистых пород техникой непрерывно действия // Горный журнал. 1985. №9. С. 30-33.

12. Мосинец В.Н., Котенко Е.А. и др. Внедрение метода дифференцированного выбора параметров БВР при взрывании равнопрочных массивов с крепкими поропластками для прочной технологии на урановых карьерах пластовых месторождений Уч-Кудук и Меловое // Горный вестник Узбекистана. 2001 №1. С 57-63.

13. Мосинец В.Н., Рубцов С.К., Валаханович Е.М. Оценка крепости разнопрочных горных пород энергетическим методом. Добыча угля открытым способом. М., 1977. № 9 (141). С. 8-9.

14. Рубцов С.К Элементы системного анализа структуры методов и средств управления технологическими параметрами БВР на карьерах сложноструктурных месторождений. Сб. трудов Четвертый международной научной конференции «Физические проблемы разрушения горных пород». М.: ИПКОН РАН, 2005. С. 247-252.

УДК 622.235.5: 622.342

© Умаров Ф.Я., Махмудов Д.Р. 2016 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ДРОБЛЕНИЯ И СНИЖЕНИЯ ПРОЧНОСТИ РАЗДРОБЛЕННЫХ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ПУТЕМ ПОВЫШЕНИЯ ИХ УДЕЛЬНОГО РАСХОДА И ДИАМЕТРА ЗАРЯДА

Умаров Ф.Я., декан факультета «инженерная геология и горное дело» ТашГТУ, докт. техн. наук; **Махмудов Д.Р.**, заведующий кафедрой «Пластовые и угольные месторождения» ТашГТУ

Portlatilgan kon massasining har bir texnologik jarayoni uchun portlovchi moddalarining aniq bir solishtirma sarf xarajatga erishishda kon jinslarining shunday fizik xolati kuzatiladiki, unda uning keyinchalik oshirilishi o'rtacha chiziqli bo'lakning o'lchamini pasayishiga olib kelmaydi, portlash moddalariga bo'lgan sarf xarajat esa muhim darajada o'sishi aniqlangan. Bu fizik xolat portlash moddalarining solishtirma sarf xarajati, kovlab boradigan ishlarda 3,5-4 kg/m^3, yer osti tozalash ishlarida 3-3,5 kg/m^2 va yer usti kon ishlarida 0,75-1 kg/m^3 bo'lganda erishiladi.

Tayanch iboralar: *texnologik jarayon, portlatilgan kon massasi, portlovchi moddalarining solishtirma sarf xarajati, kon jinslarining fizik holati, o'rtacha chiziqli bo'lakning razmeri, kovlab boradigan ishlar, yer osti tozalash ishlari, yer usti kon ishlari, portlash energiyasi.*

It was found that for each process of preparation of blasted rock mass at a certain specific consumption of explosives there is a physical state of rocks in which its further increase does not lead to a decrease in the average linear piece, and explosives costs rise significantly. This physical condition is achieved when the specific consumption of explosives around 3.5-4 kg/m^3 for the driving, 3-3.5 kg/m^2 for the underground broken working and 0.75-1 kg/m^3 for open cast mining.

Key words: *process, blasted rock mass, specific consumption, physical state of rocks, linear size of a piece, driving, underground broken working, open cast mining, explosive energy.*

При производстве массовых взрывов на карьерах осуществляется не только дробление пород на отдельности, но и изменение их физико-механических и горно-технологических свойств, что приводит, в частности, к снижению прочности горного массива [1-2]. Опыты на образцах горных пород и руд [3] показали, что после однократного взрывного нагружения прочность образцов известняка и магнетитовой руды составляет, соответственно, 38,6 и 40,8 % от начальной. Исследования [4], проведенные на гранитах карьера треста «Запорожнерудпром» позволили установить, что взрывные нагрузки приводят к снижению прочности пород и увеличению их пористости горных пород.

В исследованиях [5-7] рассматривалась возможность повышения использования направленного воздействия энергии взрыва на внутреннюю структуру горных пород. Установлено, что за счет изменения интенсивности взрывного нагружения и выбора соответствующего направления взрывания происходит изменение микроструктуры руды, ее прочностных характеристик. Установлено [6], что уровень снижения прочности образцов кварцита составляет 23-57% от первоначальной прочности.

В работах [8-9] исследования проводились в условиях магнетитовых кварцитов Криворожья. Установ-

лено, что предварительное нагружение, повторяемое многократно, даже при небольших затратах энергии по сравнению с энергией дробления образует усталостные трещины в массиве, которые способствуют улучшению качества взрывного дробления основными зарядами ВВ. В работе [10] показано, что в отличие от механического воздействия усталостное разрушение при циклическом взрывном нагружении происходит под действием напряжений, превышающих предел статической прочности породы, вследствие чего взрывная усталость заметно проявляется непосредственно при первых циклах нагружения.

Автор работы [10] предлагает для инженерного расчета радиус зоны интенсивного дробления и разупрочнения в крепких горных породах с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протодьяконова, как расстояния от цента скважинного заряда до наиболее удаленного активного дефекта второго порядка, расстояния между которыми соизмеримы с размерами зерен магнетита следующую формулу:

$$R_s = \left\{ \frac{200_{\alpha\beta\rho} A}{\sqrt{\pi} g k_c B_1 r_3} r_0^{1/2} \left[1 - e^{-\sqrt{\alpha_{\alpha\beta} r_0}} \right] \right\}^{1/n}, \qquad (1)$$

где R_s – радиус зоны интенсивного дробления и разупрочнения пород, m; c – скорость звука, m/s; $\alpha < 1$ отношения максимальных растягивающих к сжимающим напряжениям; ρ – плотность породы, g/sm^3; K_c – предел прочности породы вблизи дефекта, Pa; g – ускорение свободной падения, g=9,81 m/s^2; n - переводной коэффициент, n= 1,85; A – поправочный коэффициент; β<1 отношения времени нарастания сжимающих напряжений к времени нарастания растягивающих напряжений; r_0 – радиус цилиндрического заряда, m; B_1 – константа породы, B_1=8·10^3; t_a – время начало роста дефекта, с; e – поправочный коэффициент, e =0,66; π – отношения длины окружности дефектов к радиуса, π = 3,14; r_3 – радиус от центра заряда до начального дефекта, m.

По данным авторов работ [11-12] размер раздробленных горных пород взрывами скважинных зарядов ВВ прямо пропорционален их диаметру и обратно пропорционален удельному расходу ВВ. Полученные данные показывают, что изменения среднего линейного размера взорванных горных пород в зависимости от диаметра заряда и удельного расхода ВВ характеризуется гиперболической функцией которая может быть выражена формулой:

$$\frac{d_s}{d_n} = 1 + \frac{0,32}{q} - 0,04 / q^2 \qquad (2)$$

где d_s – кондиционный размер взорванной горной массы, m; d_0 - диаметр скважинного заряда, mm; q – удельный расход ВВ, kg/m^3.

Анализ полученных данных показывает, что для каждого из рассмотренных технологических процессов подготовки взорванной горной массы при достижении определенного удельного расхода ВВ наблюдается такое физическое состояние горных пород, при котором дальнейшее его повышение уже не ведет к снижению среднего линейного куска, а затраты на ВВ растут весьма существенно. Такое физическое состояние горных пород соответствует условиям создания в разрушаемой среде плотности энергии, при которой равномерное и устойчивое распространение трещин в режиме, соответствующем предельной скорости перевода упругой энергии в поверхностную энергию трещин, который охватывает весь разрушаемый объем. Эта плотность энергии достигается при удельном расходе ВВ около 3,5-4 kg/m^3 на проходческих работах, 3-3,5 kg/m^3 на подземных очистных работах и 0,75-1 kg/m^3 на открытых горных работах.

Таким образом закон изменения качества дробления взорванной горной массы в зависимости от удельного расхода ВВ является общим физическим законам, характерным для процессов разрушения горных пород взрывом независимо от условий его выполнения. Энергоемкость дробления горных пород взрывом на открытых горных работах достигается при удельном расходе более 1 kg/m^3, при достижении которого скважинные заряды работают на выброс.

С точки зрения управления дробления и снижения прочности раздробленных горных пород взрывом существенное значение имеет диаметр скважинного заряда и распределение энергии взрыва при нагружении на массив. Это положение подтверждается в работах автора [12], по мнению которого взрывная волна создает непосредственно вокруг полости, в которой находится кольцо более редких радиальных трещин. Расстояние между последними трещинами зависит не только прочности горных пород при растяжении и скорости распространения волн, но также от скорости детонации ВВ, внутреннего давления и значительной степени от количества поглощаемой энергии горной породы. Экспериментально вычисленный радиус зон дробления и снижение прочности раздробленных горных пород взрывом определяющий сетку расположения скважин для условий сложно-структурных железорудных месторождений Ангаро-Илимского комплекса, равен 14-15 диаметрам скважинного заряда, примерно в 1,5-2 раза больше ранее вычисленного радиуса зоны дробления горных пород. Наибольший коэффициент дробимости для идентичных горно-геологических условий получен при взрывании скважинных зарядов диаметром 330 mm, что подтверждает правильный подход к решению проблемы выбора рационального диаметра скважинного заряда при дроблении горных пород сложноструктурных массивов.

Исследованиями [13] установлено, что в трещиноватых средах степень дробления горных пород практически не зависит от диаметра заряда, по скольку разрушение массива в основном происходит по трещинам-отдельностям и небольшая зона горного массива на контакте с зарядом подвергается к дроблению взрыва.

Также установлено, что в породах с высокоразвитой трещиноватостью увеличение диаметра заряда ВВ

не сопровождается ухудшением степени дробления взорванной горной массы. Следовательно, применение в таких породах скважинных зарядов большего диаметра бесспорно является рациональным, так как выход горной массы с 1 m скважины увеличивается прямо пропорционально, а удельный расход бурения скважин уменьшается обратно пропорционально квадрату увеличения диаметра скважин.

Существенным фактором совершенствования многорядного короткозамедленного взрывания являются изыскания таких режимов взрывного нагружения, которые способствовали бы максимальному смещению в разрушаемой среде. Исследованиями [14] установлено, что благоприятные условия для этого создаются увеличением кратности взрывных нагрузок, сопровождаемые интенсивным дроблением и снижением прочности раздробленных горных пород в наиболее удаленных точках от скважинных зарядов ВВ. Также установлено, что в условиях взрывания скальных горных пород со средней акустической жесткостью значительный резерв повышения коэффициента полезного действия энергии взрыва может представлять использование кинетической энергии движущихся масс взорванных горных пород на дополнительные дробления.

Основные выводы:

Установлено, что для каждого технологического процесса подготовки взорванной горной массы при достижении определенного удельного расхода ВВ наблюдается такое физическое состояние горных пород, при котором дальнейшее его повышение уже не ведет к снижению среднего линейного куска, а затраты на ВВ растут весьма существенно. Это физическое состояние достигается при удельном расходе ВВ около 3,5-4 kg/m^3 на проходческих работах, 3-3,5 kg/m^3 на подземных очистных работах и 0,75-1 kg/m^3 на открытых горных работах.

Исследованиями также установлено, что закон изменения качества дробления горного массива в зависимости от удельного расхода ВВ является общим физическим законом, характерным для процессов их разрушения взрывом независимо от условий его выполнения. Критерия энергоемкость дробления горных пород взрывом на открытых горных работах достигается при удельном расходе более 1 kg/m^3, при достижении которой скважинные заряды работают на выброс.

Полученные данные показывают, что взрывная волна создает непосредственно вокруг полости заряда, в которой находится кольцо более редких радиальных трещин, расстояние между последними трещинами зависит не только от прочности горных пород при растяжении и скорости распространения волн, но также от скорости детонации промышленных ВВ, а также внутреннего давления и значительной степени от количество поглощаемой энергии горной породы. Радиус зон дробления и снижения прочности раздробленных горных пород взрывом определяющий сетку расположения скважин для условий сложно-структурных железорудных месторождений, составляет 14-15 диаметров скважинного заряда, что примерно в 1,5-2 раза больше ранее вычисленного радиуса зоны дробления горных пород.

Библиографический список

1. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород.- М.: Недра . 1984, 359с.

2. Борзых А.А., Борзых В.П. К теории взрывного разупрочнения горной массы. Воздействие одиночного заряда. – ФТПРПИ, 1983. – №5. – С. 50-55.

3. Данчев П.С. О влиянии ударных взрывных волн на макроструктуру и прочность горных пород // Труды V сессии Ученого Совета по народнохозяйственному использованию взрыва. – Фрунзе: Илим, 1965. – С. 219-226.

4. Влияние взрывных нагрузок на качество готового продукта / Волов Г.А., Упешев В.А., Чепур В.А., Мурзак А.Д. // Строительные материалы, 1971. – №5. – С. 24-25.

5. О повышении эффективности добычи и переработки железистых кварцитов КМА за счет управления их прочностью / Релин Н.Я., Токмаков В.И., Редкин М.Б. и др. – В сб.: Научные основы создания комплексно-механизированных и автоматизированных карьеров и подводной добычи полезных ископаемых // Тез. докл. Всесоюзн. научн.- техн. конф. – М.: МГИ, 1980. – С. 670-710.

6. Токмаков В.И. Исследование влияния взрыва на прочностные свойства железистых кварцитов, с целью повышения эффективности процессов рудоподготовки // Дисс. … канд. техн. наук. – М.: МГИ, 1982. – Машинопись.

7. Шамонин В.А. Исследование механизма взрывного воздействия и его влияния на изменение прочностных свойств в оибиваемой руде и ее обогатимость // Дисс. … канд. техн. наук. – М.: МГИ, 1982. Машинопись.

8. Мец Ю.С. Исследование взрывной усталости горных пород. – ФТПРПИ, 1983. – №1. – С. 42-47.

9. Мец Ю.С. Интенсификация взрывного дробления и разупрочнения железистых кварцитов // В сб. «Взрывное дело». – №86/43. – М.: Недра, 1984. – С. 81-89.

10. Пучков Я.М. Управления дроблением горных пород взрывом скважинных зарядов на карьерах // В сб. «Взрывное дело». – №86/43. – М.: Недра, 1984. – С. 95-102.

11. Мосинец В.Н., Абрамов А.В. Разрушения трещиноватых и нарушенных горных пород. М.: Недра, 1982. С. 111-117.

12. Пушкин Б.Я. Додрабливание крупных фракций горных пород за счет механического соударения движущихся масс разрушенного массива при увеличении диаметра скважинного заряда. // В сб. «Взрывное дело». – №86/43. – М.: Недра, 1984. – С. 105-110.

13. Данчев П.С., Хорошев В.И., Гилев В.А., Зайнуллин К.Ш., Рождественский В.Н. О влиянии диаметра заряда ВВ на степень дробления трещиноватой среде. // В сб. «Взрывное дело». – №70/27. – М.: Недра, 1971. – С. 173-180.

14. Клевцов И.В. Исследования эффективности разрушения зависимости от кратности импульсных нагрузок // В сб. «Взрывное дело». – №70/27. – М.: Недра, 1971. – С. 97-103.

УДК 622.7:08+622.755+622.775

© Санакулов К.С., Самадов А.У. 2016 г.

ИССЛЕДОВАНИЯ ОСОБЕННОСТЕЙ ПЕРЕРАБОТКИ ОТВАЛЬНЫХ ШЛАКОВ МЕДНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Санакулов К.С., генеральный директор НГМК, докт. техн. наук; **Самадов А.У.**, доцент кафедры «Металлургия», канд. техн. наук ТашГТУ

Texnogen hosillar namunasining massasi kamayishidan bog'liq holda geksaftorsilikat ammoniy sublimatsiyasi kinetik parametrlari aniqlangan. Geksaftorsilikat ammoniy va girooksid ammoniy bilan birgalikda vaqtdan bog'liq holda va har xil haroratda o'tkazilgan kinetik tadqiqotlar asosida o'zaro ta'siri o'rganib chiqilgan.

Tayanch iboralar: *kinetik parametrlar, massa kamayishi, texnogen hosilalar, o'zaro ta'sir, harorat, kimyoviy tarkib, ruda, texnogen chiqindilar.*

The kinetic parameters of the sublimation of ammonium hexofluorosilicate according to the weight reduction of the man-made mineral formation samples were identified. On the basis of conducted kinetic studies, the interaction of ammonium hexofluorosilicate with ammonium hydroxide, depending on the time and at different temperatures was examined.

Key words: *kinetic parameters, weight reduction, man-made mineral formation, interaction, temperature, chemical composition, ore, cake, man-made waste.*

В настоящее время сформулированы причины сложившейся ситуации на современном этапе развития техники и технологии добычи и переработки полиметаллических и монометаллических руд, основные понятия безотходной и малоотходной технологии, выявлены основные тенденции развития их в горно-металлургическом производстве, показана актуальность и необходимость вовлечения их в производство. В табл. 1 приведен химический состав отвального шлака переработки медных руд АГМК [1].

Предлагается технология переработки (обескремнивания) отходов ГМП с применением галогеноаммонийной (NH_4F или $NH_4F{\cdot}HF$) технологии обескремнивания кеков, которая происходит по следующей реакции:

$$SiO_2 + 6NH_4F = (NH_4)_2SiF_6 + 4NH_3 + H_2O \quad (1)$$

В табл. 2 приведены техногенные отходы ОАО «Алмалыкского ГМК».

Гексафторосиликат аммония, образующийся в результате протекания химической реакции обладает очень удобными, с точки зрения технологии, физико-химическими свойствами. При нормальных условиях это твердое вещество, а при температуре выше 320^{0}C оно сублимируется и переходит в газовую фазу. Преимуществом использования фторида аммония в качестве обескремнивающего реагента является возможность его регенерации. Растворимость гексофторосиликата аммония достигает 370 g/l при 70^{0}C.

Таблица 1

Химический состав отвального шлака переработки медных руд АГМК

Наименование	Кол-во млн. т	Химические компоненты, %								
		Cu	Pb	Zn	S	Au	Ag	Fe	Mo	SiO_2
Шлаки отражательной и кислородно-факельной плавки	14 тыс. т.	0,6-0,8	0,1	0,9	1,2	0,4	1,7	35	0,03	33-39

Таблица 2

Техногенные отходы ОАО «Алмалыкского ГМК»

Наименование	Находится в отвалах, тыс. т.	Химический состав, %								
		Cu	Au	Ag	Pb	Zn	S	Fe	SiO_2	Al_2O_3
Руда медная окисленная забалансовая	38373	0,35	0,42	1,74	0,03	0,05	1,5	4,0	61,0	12,0
Руда медная забалансовая сульфидная	99821	0,23	0,38	1,56	0,029	0,007	1,5	4,0	65,0	13,7
Руда медная забалансовая смешанная	19130	0,33	0,49	1,98	0,03	0,04	2,0	4,4	60,0	12,0
Отвальный клинкер цинкового завода	99,6	0,16	-	0,76	0,36	1,19	4,0	18,0	10,0	0,7
Шлак отражательной и кислородно факельной плавок медеплавильного завода	12700	0,65	0,4	3,5	0,25	1,3	1,1	37,0	36,0	6,2
Отвальные хвосты свинцово-цинковой обогатительной фабрики	130200	0,013	0,033	3,0	0,24	0,33	0,9о	3,4	10,5	0,05
Отвальные хвосты медной обогатительной фабрики	850700	0,111	0,208	1,072	0,014	0,02	1,54	3,8	63,0	13,0

Таблица 3

Возможные соединения образовавшиеся в результате переработки шлаков с фтористым аммонием и их характеристика

Название	Формула	Молекулярный вес	Плотность	Т пл.°С	Т кип. °С
Медь					
Фтористая	Cu_2F_2	165,08	-	908	-
Фтористая	$CuF_2{\cdot}2H_2O$	137,57	2,92	-	-
Кремний					
Фтористый (IV)	SiF_4	104,08	4,684	-77 [2аг]	-65 [1810]
Алюминий					
Фтористый	AlF_3	83,98	3,7	1040	1256
Фтористый	$AlF_3{\cdot}H_2O$	101,99	2,17	разл.	-
Фтористый	$Al_2F_6{\cdot}7H_2O$	294,06	-	-4 H_2O, 100	-6 H_2O,250
Железо					
Фтористое (III)	FeF_3	93,84	4,09	~1000	-
Фтористое (II)	$FeF_2{\cdot}8H_2O$	237,96	-	-8 H_2O, 100	-
Фтористое (III)	FeF_3	112,91	3,81	-	-
Фтористое (III)	$FeF_3{\cdot}4,5H_2O$	193,91		-4 H_2O,100	разл.
Цинк					
Фтористый	$Zn\,F_2$	103,37	4,84[15]	872	1500
Фтористый	$Zn\,F_2\,4H_2O$	175,43	2,535[12]	-4 H_2O, 100	-
Сера					
Фтористая	S_2F_2	102,12	-	-120,5; -105	-30
Фтористая (IV)	$S\,F_2$	108,06	-	-124; -122	-40; -38
Фтористая (V)	S_2F_{10}	254,11	2,08±0,03	-92±1	29 разл.
Фтористая (VI)	SF_6	146,05	6,50[20]g\l	-50±1	возг.
Серебро					
Фтористое	$Ag\,F$	126,87	5,852[12.5]	435	-
Фтористое (II)	AgF_2	145,87	4,57-4,78	690	-

При взаимодействии с аммиаком он гидролизуется с выпадением в осадок в виде диоксида кремния по реакции:

$$(NH_4)_2SiF_6 + 4NH_4OH = SiO_2 + 6\,NH_4F + 2\,H_2O \quad (2)$$

Возможность регенерации фторида аммония позволяет организовать непрерывный цикл обескремнивания и вывода кварцевой составляющей хвостов в виде мелкодисперсного оксида кремния сорта «белая сажа». После фильтрационного отделения оксида кремния остается раствор фторида аммония, который после упарки поступает на обескремнивание новой партии техногенных отходов.

Количество фторида аммония подбирается по стехиометрии так, чтобы его хватило только на разложение оксида кремния [2]. В табл. 3, 4 представлены возможные соединения, растворения и их характеристика, образовавшиеся в результате переработки шлаков с фтористым аммонием. Кинетические исследования показали, что оксид кремния наиболее быстро реагирует с фторидом аммония.

Методика переработки отвальных шлаков галогеноаммонийными солями состоит в следующем [3]: взаимодействие диоксида кремния с фторидами аммония Бифторид аммония NH_4HF_2 – бесцветное, гигроскопичное вещество, образующее ромбическую кристаллическую решетку. Плотность равна 1,505 g/sm^3. В отличие от фторидов щелочных металлов, имеются дополнительные водородные связи атомов F с ионом NH^{4+}. Температура плавления $NH_4HF_2$126,45 ^{0}C, температура кипения близка к 240^{0}C.

Таблица 4

Растворимость фтористых соединений элементов образовавшиеся в результате переработки шлаков

Название	Формула	Растворимость в g на 100 g.		
		холодая вода	горячая вода	Другие растворители
Медь				
Фтористая	Cu_2F_2	Не раств.	-	р. HCl, HF, HNO_3и р.сп.
Фтористая	$CuF_2{*}2H_2O$	слабо раств.	реагир.	р.сп., HCl, HF, HNO_3 и р.ащ., NH_4
Кремний				
Фтористый (IV)	SiF_4	реагир.	реагир.	-
Алюминий				
Фтористый	AlF_3	0,5[25]	1,67[100]	-
Фтористый	$AlF_3{*}H_2O$	слабо раств.	-	-
Фтористый	$Al_2F_6{*}7H_2O$	не раств.	слабо раств.	-
Железо				
Фтористое (II)	FeF_3	слабо раств.	слабо раств.	не растворим в спирте и эфире
Фтористое (II)	$FeF_2{*}8H_2O$	слабо раств.	раств.	раств. концентр. HF, не раств. в спирте и эфире
Фтористое (III)	FeF_3	слабо раств.	раств.	растворим концентр. раств. в спирте и эфире
Фтористое (III)	$FeF_3{*}4.5H_2O$	слабо раств.	раств.	в.р.сп,эф
Цинк				
Фтористый	$Zn\,F_2$	слабо раств.	раств.	растворим концентр. горячих HNO_3 не растворим в спирте и NH_3
Фтористый	$Zn\,F_2\,4H_2O$	1,6[18]	реагир.	раствор. в концентр. щелочах NH_4
Сера				
Фтористая	S_2F_2	реагир.	реагир	реагирует с ацетоном
Фтористая (IV)	$S\,F_2$	-	-	-
Фтористая (V)	S_2F_{10}	слабо раств.	реагир.	слабо реагирует в щелочах
Фтористая (VI)	SF_6	1,47[20]ml	0,55[24.85]ml	растворим в нитрометане
Серебро				
Фтористое	$Ag\,F$	182[15.6]	205[108]	слабо растворим. NH_4OH
Фтористое (II)	AgF_2	реагир.	реагир.	-

Стандартная энтальпия образования кристаллического NH_4HF_2 равна -810 kJ/mol, теплоемкость 106,7 J/(mol·K), энтропия 115,5 J/(mol·K). Химические реакции, характерные для NH_4HF_2,

подразделяются на две группы: реакции присоединения и реакции фторирования. В реакциях присоединения NH4HF2 отдает либо NH_4F (эти реакции специфичны для NH_4F), либо HF (такие реакции специфичны для HF). Значительно более характерными являются реакции фторирования.

Расплавленный NH_4HF_2 – более активный фторирующий реагент, чем газообразный HF. Это подтверждается более глубоким фторированием и большей скоростью в случае NH_4HF_2. При использовании HF во многих процессах можно остановить на стадии образования оксифторидов т.е. из оксидов получают оксифториды Cu, Zn, Pb и РЭ. Во время протекания процесса NH_4HF_2, в стадии образования оксифторидов легко «проскочить». При небольшом избытке реагента оксиды металлов I-IV групп превращаются во фторометаллаты, а граница между соединениями, с полностью и частично замещенными атомами кислорода, проходит по переходным металлам V группы. Чем ниже температура фторирования, тем больше содержание NH_4F в образующемся фторометаллате. При процессе фторирования элементы со степенью окисления 2^+ образуется $(NH_4)_2MF_4$ или NH_4MF_3, а оксиды легких актиноидов и Ge в состоянии окисления 4^+ могут образовываться $(NH_4)_4MF_8$.

В системе NH_4F-HF, кроме NH_4HF_2 существует соединение $NH_4H_3F_4$ с температурой плавления 23^0C, $NH_4H_4F_5$(-14 ^{0}C) и $NH_4H_7F_8$(-95^{0}C). Выпаривание водных растворов NH_4F приводит к его разложению. Температура кипения и состав растворов постоянно меняются. Даже в конце выпаривания концентрат, кроме NH_4HF_2, содержит NH_4F и H_2O. Полное превращение и обезвоживание NH4F6 соответствует полному выкипанию NH_4HF_2, то есть, не может быть достигнуто в ходе обычного выпаривания. При обычных условиях NH_4F образует гексагональную кристаллическую решетку с параметрами, a=0,4439 nm, c=0,7165 nm, z=2, пространственная группа P-63 ms, плотность 1,002 g/cm^3. Известны также фазы высокого давления NH_4F.

Плавление NH_4F возможно только под давлением (в области низких давлений точка плавления близка к 240 ^{0}C). При нагревании в обычных условиях он разлагается по уравнению:

$$2NH_4F(кр.) \rightarrow NH_4HF_2(кр.) + NH_3(г.) \quad (3)$$

Температура, при которой давление разложения становится равным атмосферному, составляет около 167^{0}C. Стандартная энтальпия образования, теплоемкость и энтропия NH_4F явны – 466,6 kJ/mol, 65,27 J/(mol·K) и 71,96 J/(mol·K). Разложение NH_4F сопровождается его частичным переходом в газовую фазу в недиссоциированной форме. Энтальпия растворения NH_4F в жидком HF при 298 K равна – 59,9 kJ/mol. NH_4F плохо растворим в органических жидкостях. При низких температурах NH_4F образует моногидрат. Из насыщенного раствора перекись водорода выделяется в виде $NH_4F \cdot H_2O_2$. В химических реакциях у NH_4F могут проявляться как восстановительные свойства аммония (взаимодействие с окислителями), так и свойства фторид-иона (взаимодействия с простыми веществами, оксидами, гидрооксидами, некоторыми галогенидами и солями кислородосодержащих кислот). Однако наиболее специфичными для него являются реакции присоединения. Реакции присоединения, как правило, протекают с выделением тепла. Минимальные (наиболее отрицательные) энтальпии образования из простых фторидов характерны:

$$(NH_4)_4UF_8, (NH_4)_2UF_6, (NH_4)_3AlF_6, (NH_4)_3HfF_7 \text{ и } (NH_4)_3FeF_6 \quad (4)$$

Следует особо оговорить весьма высокие значения энтальпии разложения: к величинам, характеризующим разложение на простые фториды, здесь необходимо добавить затраты тепла на термическое разложение NH_4F до NH_3и HF. Реакции присоединения NH_4F могут проводиться в газовой фазе (реагирует смесь NH_3 и HF с фторидом металла), в водном растворе и в смеси твердых веществ (во избежании разложения NH_4F их проводят в замкнутом объеме) [4].

В табл. 5 приведено количество и химический состав техногенных отходов ОАО «Алмалыкского ГМК».

Всего на обогатительных фабриках в хвостохранилищах накоплены сотни миллионов тонн сульфидных хвостов обогащения, в которых

Таблица 5

Количество и химический состав техногенных отходов ОАО «Алмалыкский ГМК»

Наименование	Находится в отвалах, тыс.т.	Химический состав %								
		Cu	Au,	Ag	Pb	Zn	S	Fe	SiO_2	Al_2O_3
Руда медная окисленная забалансовая	38373	0,35	0,42	1,74	0,03	0,05	1,5	4,0	61,0	12,0
Руда медная забалансовая сульфидная	99821	0,23	0,38	1,56	0,029	0,007	1,5	4,0	65,0	13,7
Руда медная забалансовая смешанная	19430	0,33	0,49	1,98	0,03	0,04	2,0	4,4	60,0	12,0
Отвальный клинкер цинкового завода	99,6	0,16	-	0,76	0,36	1,19	4,0	18,0	10,0	0,7
Шлак отражательной и кислородно-факельной плавок медеплавильного завода	12700	0,65	0,4	3,5	0,25	1,3	1,1	37,0	36,0	6,2
Отвальные хвосты свинцово-цинковой обогатительной фабрики	130200	0,013	0,033	3,0	0,24	0,33	0,96	3,4	10,5	0,05
Отвальные хвосты медной обогатительной фабрики	850700	0,111	0,208	1,072	0,014	0,02	1,54	3,8	63,0	13,0

содержится: медь, цинк, сера, золото, серебро и редкие металлы [5]. В шлаках содержатся такие ценные компоненты как железо, алюминий, вольфрам, никель, цинк и медь. Химические и вещественные анализы техногенных образований показали, что все ценные компоненты в вышеуказанных отходах в тесной молекулярной и структурной связи с кремнеземом. Первоначальной переработкой отходов ГМП является вскрытие и разрушение данной структуры.

Была проведена серия экспериментов по обескремниванию и обезжелезиванию металлургических шлаков галогено-аммонийным методом. Для вскрытия силикатной составляющей отходов ГМП использовалась так называемая техническая смесь, состоящая из 25% фторида аммония и 75% бифторида аммония [6]. Для отделения железа предлагается метод магнитной сепарации. Для возгонки фтористого аммония собрана экспериментальная установка обескремнивания, которая представлена на рис. 1. Установка состоит из печи для возгона (3) и системы уловителей (5, 6) и поглотителя аммиака (7).

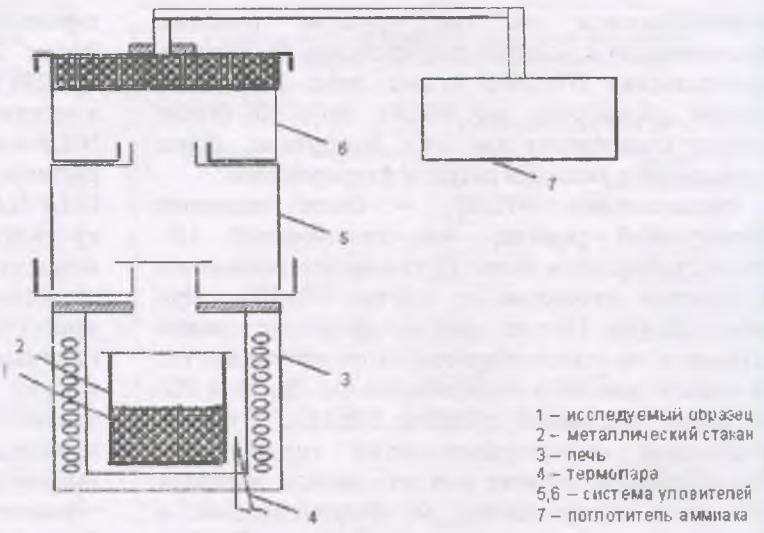


Рис. 1. Схема экспериментальной установки обескремнивания.

Определение возможности обескремнивания техногенного сырья с помощью фторидов аммония проводилось по следующей методике на примере шлаков медеплавильного завода ОАО «Алмалыкского ГМК»:

- навеска шлака шихтуется в зависимости от содержаний диоксида кремния с бифторидом аммония по стехеометрии;
- шихта загружается в печь и герметично закрывается свод;
- процесс проводится при температуре 100°С, 150° С, 200°С, 250°С и продолжительности 10, 20, 40, 60 min.;
- после окончания процесса полученный продукт переносится в стакан и заливается дистиллированной водой;
- путём фильтрования пульпа разделяется на твердую и жидкую фазу;
- твердый остаток на фильтре помещается в фарфоровый стакан, заливается аммиачной водой с целью отделения бифторида аммония;
- раствор с осадком фильтруется, и твердый осадок ставится в воздушно-электросушильный шкаф для сушки (температура в сушильном шкафе не более 60^0С);
- после остывания содержимая масса взвешивается, по разнице массы остатка, определяется степень реагирования.

Методикой исследования было установлено, что твердый остаток растворяется в 10% растворе $(NH_4)OH$ и в результате растворения образуется $NH_4F{\cdot}HF$, кинетика взаимодействия представлена на рис. 2. Установлено, что после остывания определяется степень реагирования путем взвешивания, кинетические данные сублимации гексафторосиликата аммония по убыли массы образца.

На рис. 3. приведены изменения кинетических параметров сублимации гексафторосиликата аммония в зависимости от температуры и времени, определенной по снижению массы образца. На основе кинетических исследований изучены взаимодействия гексафторсиликат аммония с гидрооксидом аммония в зависимости от времени и при различных температурах. Установлено, что 10% раствор гидрооксида аммония на гексафторсиликат аммония, в течение 90 s и при различных температурах равных 20, 30, 40 и 50 ^{0}С, гексафторсиликат аммония растворяется соответственно 0,76, 0,80, 0.84 и 0,90 g. Дальнейшее увеличение времени взаимодействия раствора более 90 s и при различных температурах, растворимость существенно не изменяется.

Определены кинетические параметры сублимации гексафторосиликата аммония в зависимости от снижения массы образца техногенных образований. Установлено, что с увеличением температуры подогрева массы образцов техногенных образований равной 350 ^{0}С, в течение 60 min гексафторосиликата аммония, 70% переходит в газовую фазу. Увеличение температуры до 400 ^{0}С в течение 30 min 90% переходит в газовую фазу. Исследованиями также установлено, что дальнейшее увеличение температуры образцов до 450 ^{0}С, в течение 15 min 100% переходит в газовую фазу. Преимуществом использования фторида аммония в качестве обескремнивающего реагента является возможность его регенерации. Это позволяет организовать непрерывный цикл обескремнивания и вывода кварцевой составляющей хвостов в виде мелкодисперсного оксида кремния сорта «белая сажа».

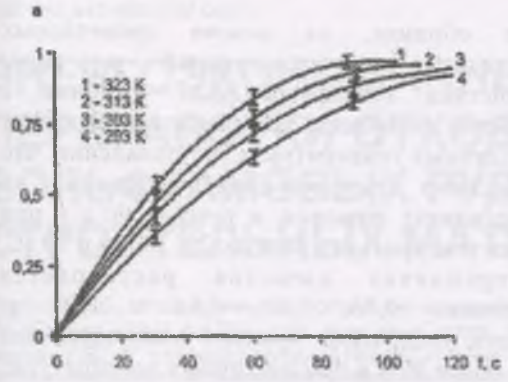


Рис. 2. Кинетика взаимодействия 10 % раствора $(NH_4)OH$ на $(NH_4)_2SiF_6$.

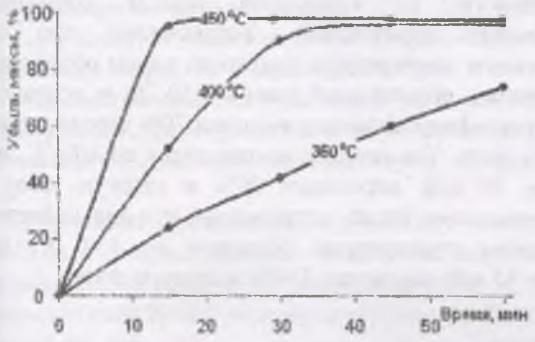


Рис. 3. Кинетических параметров сублимации гексафторосиликата аммония в зависимости от снижения массы образца техногенных образований ГМП.

Получение черновой меди из медного концентрата в промышленных условиях может быть осуществлено несколькими путями [7-9]. На АГМК в качестве плавильных агрегатов работают: отражательная и кислородно-факельная печь. Основной целью этих плавильных агрегатов является получение богатого медного штейна и как можно полнее перевести в штейн ряд других ценных элементов, например, благородные и редкие металлы, а пустую породу и железо ошлаковать. При этом в печах протекают следующие процессы: нагрев шихты и диссоциации сложных сульфидных соединений; процесс окисления сульфидных минералов и десульфуризация концентрата, образование расплавов; разделение продуктов плавки на шлак и штейн.

Степень десульфуризации можно изменять в широких пределах, изменяя соотношение между количествами перерабатываемого материала и дутья. Это позволяет в широком диапазоне варьировать составом штейна. Суммарная десульфуризация в этом случае обычно составляет 45-55 %. В процессе плавки сульфидных медных концентратов получают три вида продукта: штейн, шлак, газы и пыль [10].

В табл. 6 представлен химический состав отвальных шлаков медеплавильного производства АГМК.

Таблица 6

Химический состав отвальных шлаков медеплавильного производства АГМК

Наименование	Химические компоненты, %								
	Cu	Pb	Zn	S	Au	Ag	Fe	Mo	SiO_2
Шлаки отражательной и кислородно-факельной плавки 12380 тыс. т. (600 тыс. т. в год)	0,6-0,8	0,1	0,9	1,2	0,4	1,7	35	0,03	33-39

Шлаки являются искусственными образованиями, полученными за счет металлургической плавки медных концентратов при высоких температурах. В получаемых шлаках содержатся значительные концентрации оксидов Si, Fe, Ca, Mg, Al. Металлургический расплав после затвердевания превращается в стекловидное вещество. По химическому и вещественному составу представляет собой гетерогенную систему с переменным составом, где главным компонентом шлаков является кислотный оксид – SiO_2 и основные оксиды CaO, FeO, MgO, а также нейтральные Al_2O_3 и реже ZnO. В зависимости от преобладания тех или других оксидов шлаки бывают кислыми или основными [11].

В цветной металлургии шлаки различаются на предельные и отвальные. Предельные шлаки АГМК в отличие от классических отвальных шлаков содержат повышенные количества металлов (меди, молибдена, золота, серебра и др.), которые образуются как побочный продукт в процессе получения или рафинирования металлов. Выход шлаков при переработке рудных материалов металлургическим способом очень велик. Поэтому даже незначительные содержания цветных металлов в шлаках приводят к значительным потерям. Для извлечения металлов из предельных шлаков их направляют на переработку.

В работе авторов [3] экспериментально исследована возможность удаления из металлургических шлаков оксидов кремния и железа и получен патент РУз. Оксид кремния удаляется с помощью бифторида аммония и выводится из шлаков в виде гексафторосиликата аммония с последующей регенерацией бифторида аммония. Диоксид кремния регенерируется из гексафторосиликата аммония и является товарным продуктом – так называемой «белой сажей», широко применяемой в качестве флюса в металлургии.

При переработке медно-никелевых руд возникает необходимость удаления оксидов железа и кремния из основной рудной массы. Исследованы процессы взаимодействия гидрофторида аммония с основными компонентами медно-никелевых концентратов – оксидами железа, меди и никеля [12]. Термодинамическими расчетами показано, что проведение реакции гидрофторирования бифторидом аммония оксидов железа, меди и никеля возможно.

Определено, что фторирование гидрофторидом аммония оксида меди возможно выше 420 ^{0}К, оксида никеля – выше 315 ^{0}К, оксида железа – выше 310 ^{0}К. Предложена технологическая последовательность фтороаммонийного цикла переработки медно-никелевого концентрата с выделением в отдельные фракции оксида меди и оксида никеля. Сущность метода заключается в обработке смеси оксидов фторидом аммония, с последующим разделением фторидов, регенерацией и возвратом в цикл фторида аммония.

Исследования метода аммонийного разложения золотосодержащих медеплавильных шлаков Кировоградского медеплавильного завода. На первой стадии проводят разложение кремниевой составляющей шлаков с помощью фторида аммония и сублимационного отделения кремния в виде гексафторсиликата аммония. Процесс проводят при нагревании системы выше 320 ^{0}С. На второй стадии оставшаяся масса, представляющая смесь фторидов, перерабатывается гидрометаллургическими методами. Основу металлургических шлаков составляют оксиды кремния и железа. Для вскрытия шлаков используются фторид аммония. Преимущество использования фторидов аммония является возможность их полной регенерации и повторного использования предлагаемой технологии.

Таким образом, на основе проведённых кинетических исследований изучены взаимодействия гексафторсиликат аммония с гидрооксидом аммония в зависимости от времени и при различных температурах. Установленно, что 10% раствор гидрооксида аммония на гексафторсиликат аммония, в течение 90 s и при различных температурах равных 20, 30, 40 и 50 ^{0}С, гексафторсиликат аммония растворяется соответственно 0,76, 0,80, 0,84 и 0,90 g. Дальнейшее увеличение времени взаимодействия раствора более 90 s и при различных температурах растворимость существенно не изменяется.

Определены кинетические параметры сублимации гексафторосиликата аммония в зависимости от снижения массы образца техногенных образований. Установлено, что с увеличением температуры подогрева массы образцов техногенных образований равной 350 ^{0}С, в течение 60 min гексафторосиликата аммония 70% переходит в газовую фазу. Увеличение температуры до 400 ^{0}С, в течение 30 min переходит 90% в газовую фазу. Исследованиями также установлено, что дальнейшее увеличение температуры образцов до 450 ^{0}С, в течение 15 min переходит 100% в газовую фазу.

Библиографический список

1. *Санакулов К.С. Монография: Научно-технические основы переработки отходов горно-металлургического производства. Ташкент, издательство «Фан», Академии наук Республики Узбекистан 2009 г.*
2. *Андреев А.А., Дьяченко А.Н., Крайденко Р.И. Галогенаммонийное разделение минеральной смеси на индивидуальные компоненты// Химическая промышленность сегодня, №3, 2007 г., С.6-11.*
3. *Патент РУз № IAP 04650. Способ переработки металлургических шлаков для извлечения железа. Эрназаров М., Усманов Н., Самадов А.У., Санакулов У.К. // Зарегистрирован в государственном реестре изобретений Республики Узбекистан 23.01.2013 г.*
4. *Эрназаров М., Самадов А.У., Раимжанов Б.Р., Санакулов У.К. Разработка технологии комплексной переработки хвостовых отвалов золотоизвлекательных фабрик. Международная научно-техническая конференция "Проблемы и пути инновационного развития горно-металлургической отрасли" Сборник научных статей Ташкент 2014, С. 156-159.*
5. *Санакулов К.С., Халматов М.М., Варавин А.А., Ким К.Ф., Борминский С.И., Хегай Т.Б., Рахматуллаева З.Э., Сагдиева М.Г. Проблемы утилизации хвостов флотации медно-обогатительной фабрики АГМК биотехнологическими методами // Журнал «Горный вестник Узбекистана», №4, 2003, с. 11-17.*
6. *Якубов М.М., Самадов А.У., Эрназаров М., Санакулов У.К., Мавлонов Х., Дадаматова Н.Э. Исследование извлечения железа из шлаков галогеноаммонийным способом. "Янги композицион материаллар олиш учун маҳаллий ва иккипамчи хом ашёлардан тайёрланган ингредиентлар" Республика илмий–техникавий конференцияси материаллари, Тошкент 2014, С. 301-303.*
7. *Кснев В.А. Флотация сульфидов. М.: «Недра». 1985. -260с.*
8. *Санакулов К.С., Хасанов А.С. Переработка шлаков медного производства. Ташкент: «Фан». 2007. -255с.*
9. *Классен В.И., Мокроусов В.А. Введение в теорию флотации. М.: Госгеотехиздат. 1959. -636с.*
10. *Куприянов Ю.П. Автогенная плавка медных концентратов во взвешенном состоянии -М.: «Металлургия», 1979. -98с.*
11. *Санакулов К.С., Ким К.Ф., Василенок О.П., Черевко С.И. Полупромышленное испытание флотореагентов фирм Cayuc и Kiariant // Горный журнал. – М; 2002. –Специальный выпуск. С.12-19.*
12. *Turtsbekov A.H., Koneev R.I., Sanakulov K.S., at al. PGE in the processing products and ores of goldbearing deposits of Usbekistan // 10-th Internathional Platinium Symposium "Platinum-group elements from genesis to bcnetion and environmental impact" 2005. Oule, Finland. p. 596-598.*

УДК 666.942:666.3:62.004.8
© Атабаев Ф.Б., Искандарова М., Миронюк Н.А., Бегжанова Г.Б. 2016 г.

ЭНЕРГОЭКОНОМИЧНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ОТХОДОВ ОБОГАЩЕНИЯ ВОЛЬФРАМОВЫХ РУД В ПРОМЫШЛЕННОСТИ СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Атабаев Ф.Б., старший научный сотрудник-исследователь ИОНХ АН РУз, канд. техн. наук; **Искандарова М.**, руководитель НИиИЦ «Стром» ИОНХ АН РУз, докт. техн. наук, проф.; **Миронюк Н.А.**, ст. научный сотрудник НИиИЦ «Стром» ИОНХ АН РУз; **Бегжанова Г.Б.**, ст. научный сотрудник НИиИЦ «Стром» ИОНХ АН РУз, канд. техн. наук

Maqolada Ingichka koni volfram rudalarini ikkilamchi boyitish chiqindilaridan sement sanoatida kompleks xom ashyo - klinker ishlab chiqarishda xom ashyo aralashmasi tarkibida shartli alyumosilikatli komponent va temirli sozlovchi qo'shimcha, yarim quruq usulda presslab kuydirmasdan devorbop toshsimon buyumlar olida mineral kompozitsiya komponenti, hamda GOST 10178-85 ning PS 400 D20 markali portlandsementlarga qo' ygan talabiga muvofiq keluvchi sementlar ishlab chiqarishda to'ldiruvchi qo'shimcha sifatida foydalanish imkoniyatlarini o'rganish borasidagi tadqiqotlar natijalari keltirilgan.

Tayanch iboralar: *volfram rudalarini boyitish chiqindilari, ikkilamchi xom ashyo, alyumosilikatli komponent, temirli mineralizator, sementga qo'shimcha, qo'shimchali portlandsement, mineral kompozitsiya, energiya tejamkorlik, iqtisodiy samaradorlik, atrof-muhit muhofazasi, tog' ekologiyasi*

The results of studies on the possibility of using stale waste of recycled tailings of tungsten ores of Ingichkinskoe field as a complex material - conditional aluminosilicate component and glandular mineralizer of raw mix for the production of clinker, the main component of the mineral composition for the production of unburned pressed masonry units by dry pressing and fillers for Portland cement that meets the GOST 10178-85 requirements to cement brand PC 400 D20.

Key words: *enrichment waste of tungsten ores, secondary raw materials, aluminosilicate component, glandular mineralizer, additive in cement, extension portland cement, mineral composition, pressing, unburned brick, hardening, structure, artificial conglomerate, energy savings, cost-effectiveness, environment protection, mining ecology.*

Стремительный рост потребления природных ресурсов сопровождается не только изменением количественных масштабов антропогенного воздействия, но и появлением новых факторов, влияние которых на природу, ранее незначительное, становится доминирующим. Наносимый природным компонентам ущерб ведёт к ощутимым последствиям и отражает обратную реакцию этого воздействия (негативную для общества) обобщаемую понятием «современная экологическая ситуация». Современное состояние горнодобывающей промышленности характеризуется сильным влиянием на экологическую ситуацию в пределах региона добычи полезного ископаемого. Постоянное увеличение объемов образующихся в горнодобывающей и перерабатывающей промышленности различных видов отходов и складирования их в хранилищах приводит к воздействию подобных объектов на окружающую среду [1-4]. Техногенное воздействие подобных объектов имеет эколого-геохимические последствия и обусловлено резким увеличением дисперсности горной массы. В последние годы в нашей стране уделяется огромное внимание вопросу восстановления сырьевых ресурсов из горнопромышленных отходов и их комплексного использования. При обогащении полезных ископаемых образуются отходы, которые представляют собой взвесь мелкодисперсных твердых частиц в воде. От обогатительной фабрики хвосты направляют гидротранспортом в хвостохранилище – сложное гидротехническое сооружение, являющееся неотъемлемой частью всего горно-обогатительного производства. По сути это уже новый вид месторождения – техногенное. Хвостохранилища представляют собой скопления отходов горно-перерабатывающей промышленности. Объем накопленного в них материала оценивается астрономическими цифрами. Перспективными по содержанию и запасам полезных компонентов являются хвосты обогащения руд черных и цветных металлов [5-7]. Хвосты – это отходы обогащения полезных ископаемых, в которых содержание ценного компонента естественно ниже, чем в исходном сырье, поскольку в них преобладают частицы пустой породы. Твердая фаза хвостовой пульпы представлена смесью минеральных частиц разного размера – от 3 mm до долей микрона. Отходы обогащения более удобны для утилизации и их использования, чем отвалы, поскольку они, во-первых, более однородны, а во-вторых, представляют собой уже дробленый, иногда фракционированный материал. Кроме того, использование обезвреженных и переработанных отходов в различных отраслях промышленности взамен дефицитных и дорогостоящих реагентов может дать

значительный экономический эффект. Утилизация промышленных отходов в промышленности строительных материалов позволит ощутимо оздоровить экологическую обстановку регионов, снизив не только объем существующего захоронения, но и уменьшить выбросы в атмосферу и сбросы загрязненной воды в водоемы. Наиболее перспективны для использования в строительстве отходы, образующиеся при сухих способах обогащения – хвосты сухой магнитной сепарации, сухой гравитации. Из техногенных отходов горного производства можно выпускать эффективные строительные материалы: заполнители для бетонов и стеновых материалов, минеральную вату, кварцевое стекло, кислотостойкие порошки, кислотостойкие бетоны, пигменты для изготовления красок, плавни для цементного производства, легкие заполнители типа керамзита, витринное стекло и т.п. Тенденция развития цементной отрасли Узбекистана ориентирована на снижение затрат топливно-энергетических ресурсов на единицу продукции и увеличение объема производства цемента путем максимального вовлечения в производственный процесс местных сырьевых материалов природного и техногенного происхождения, не ухудшающих качество цемента. Для этого цементные заводы республики проводят целенаправленную политику по принятию соответствующих мер в области изыскания новых перспективных источников местных цементных сырьевых материалов. В этом аспекте важнейшим является также вопрос изыскания новых источников минеральных добавок и добавок - наполнителей к цементу, обеспечивающих максимальную экономию клинкерной составляющей с одновременным улучшением физико-механических и строительно-технических свойств добавочных цементов.

Постановка проблемы. В связи с тем, что отходы вторичного обогащения хвостов вольфрамовых (ООВР) представлены алюмосиликатными минералами с примесями различных оксидов, они могут быть применены в качестве добавок к цементу. Для этого необходимо комплексно изучить их свойства с целью установить возможность использования в качестве добавки при получении добавочных цементов с оптимизацией их содержания в составе добавочных цементов и определить физико-механические свойства и соответствие полученных данных требованиям Межгосударственного стандарта ГОСТ 10178-85. При этом разработка и применение технологии получения клинкера, добавочных цементов и стеновых материалов с использованием отходов горно-обогатительных фабрик является не только технологически целесообразным вариантом энерго- и ресурсосбережения при производстве строительной продукции, по качественным показателям не уступающей традиционным аналогам и физико-механическим свойствам отвечающей требованиям соответствующих НД, но и актуальным решением проблемы охраны окружающей среды.

Материалы, методы исследований, используемое оборудование и приборы. При проведении экспериментальных исследований в качестве исходных материалов использованы: портландцементные клинкеры АО «Кизилкумцемент» и АО «Ахангарансцемент», гипсовый камень, отходы обогащения хвостов вольфрамовых руд Ингичкинского месторождения. Исследования проведены в аккредитованной лаборатории научно-исследовательского и испытательного Центра «Стром» ИОНХ АН РУз, которая оборудована необходимыми приборами и оборудованием для выполнения химического анализа, физико-химических и физико-механических испытаний исходного сырья и строительной продукции. Химический состав исходных материалов определяли по ГОСТ 5382-91 «Цементы и материалы цементного производства. Методы химического анализа». Расчет состава сырьевых смесей для обжига клинкеров проводился исходя из химического состава усредненных проб исходных сырьевых материалов по специальной программе в соответствии с «Ведомственными нормами технологического проектирования цементных заводов».

Сырьевые смеси для получения клинкеров готовились путем совместного помола сырьевых смесей исходных компонентов в двухкамерной шаровой мельнице МБЛ до тонкости по остатку 10-12% на сите № 008. Их обжиг в виде прессованных таблеток производили в лабораторной силитовой печи при температуре (1380-1420)^{0}С. Температура при обжиге контролировалась с помощью термопары ТПР со вторичным прибором. Химический и минералогический состав клинкеров регламентировался требованиями O'z DSt 2801:2013 «Клинкер портландцементный. Технические условия». Определение активности отходов обогащения хвостов вольфрамовых руд с целью установления возможности их применения в качестве активной минеральной добавки или добавки-наполнителя к портландцементу, проводилось путем определения их прочности на сжатие и, затем расчетным путем - по критерию Стьюдента в соответствии с методикой ГОСТ 25094. Физико-механические свойства добавочных цементов определены по методикам ГОСТ 310.1-310.4. Идентификация соответствия полученных показателей - по ГОСТ 10178-85 «Портландцемент и шлакопортландцемент. Технические условия». Испытание безобжигового строительного кирпича, полученного методом полусухого прессования минеральных композиций, включающих отходы обогащения хвостов вольфрамовых руд Ингичкинского месторождения проводилось в соответствии с требованиями ГОСТ 7025 и 8462.

Результаты и их обсуждение. Определение химического состава проб отхода обогащения вольфрамовых руд показало, что его химический состав представлен преимущественным содержанием оксидов кремния, присутствуют оксиды кальция, алюминия, железа, магния. Величина потери массы при прокали-

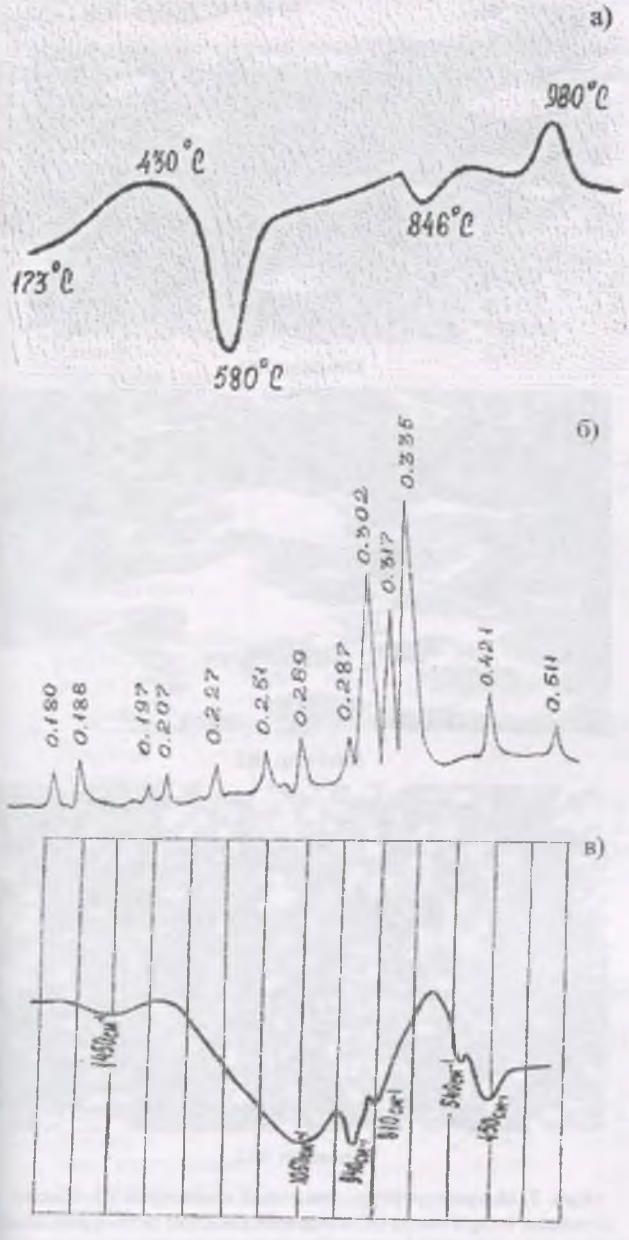


Рис. 1. Термограмма (а), дифрактограмма (б) и ИК-спектры поглощения (в) отхода вторичного обогащения хвостов вольфрамовых руд Ингичкинского месторождения.

вании, а также наличие оксида кальция и серного ангидрида указывает на наличие в пробах карбонатных и сульфатных соединений (табл. 1). Состав отхода вторичного обогащения хвостов вольфрамовых руд характеризуется наличием оксидов: кремния SiO_2; алюминия Al_2O; железа Fe_2O_3; кальция CaO и магния MgO. Исходя из химического состава сделано прогнозное заключение о возможности использования этих отходов в качестве добавки-наполнителя для производства цемента.

По данным авторов работ [8, 9], которые подтвердились и нашими исследованиями, минералогический состав отхода вторичного обогащения хвостов вольфрамовых руд представлен в основном кварцем, кальцитом, полевыми шпатами, гидрослюдами. Высокое содержание кварца в их составе позволяет использовать его в качестве условного алюмосиликатного компонента. Характерным для отхода является высокое содержание красящего оксида - Fe_2O_3 (14,90 %), что прогнозирует возможность его использования как железистый минерализатор при формировании сырьевых смесей для обжига клинкера. Основными минералами являются – каолинит, волластонит, гидрослюда, гематит, остальное количество представлено кварцем, что и подтверждается данными рентгенофазового и термографического анализов [8]. На термограмме (рис.1а) эндотермический эффект при 173^{0}C связан с удалением гигроскопической воды. Экзотермический эффект при 430^{0}C соответствует выгоранию органических примесей. Эндотермический эффект при 580^{0}C соответствует удалению кристаллизационной воды и частичному разрушению кристаллической решетки каолинита. Эндотермический эффект при 846^{0}C вызван полиморфными превращениями кварца. Эндотермический эффект с максимумом при 980^{0}C сопровождается появлением новых фаз – муллита, анортита. Рентгенографический анализ (рис.1б) свидетельствует о наличии в пробе фазы кварца d/n = 0,421; 0,335,180 nm; каолинита 0,511; 0,197 nm; волластонита d/n = 0,317; 0,287; 0,197; 0,148 nm, гидрослюды 0,511; 0,335; гематита d/n = 0,269; 0,251; 0,227; 0,186 nm и кальцита. Инфракрасные спектры поглощения (рис.1в) усредненной пробы отхода вторичного обогащения хвостов вольфрам – молибденовых руд обнаруживают присутствие полос поглощения при следующих волновых числах: 1050, 940, 910, 680, 650 sm^{-1}. Области частот симметричного валентного колебания Si-O-Si наблюдаются в полосе 810 sm^{-1}, что указывает на существование кольцевых анионов $[Si_3O_9]^{6-}$. Полосы около 1050 и 450 sm^{-1} характеризуют наличие в материале связи Al–0–Al. Полосы поглощения в области 540 и 450 sm^{-1} относятся к валентным колебаниям Fe-0-Fe.

Указанные полосы поглощения также наблюдаются в инфракрасном спектре природного гематита при 810 sm^{-1}, их относят к деформационному колебанию Fe-0, что хорошо согласуется с соответствующей частотой в спектре гематита [9, 10].

Для проведения исследований по определению возможности использования отхода вторичного обогащения хвостов вольфрамовых руд в составе сырьевой смеси для обжига клинкера, кроме указанного

Таблица 1

Химический состав сырьевых компонентов

№	Сырьевые компоненты	Содержание оксидов, %								
		п.п.п	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	SO_3	Прочие	∑
1	Известняк Подземгаз	38,25	5,08	0,84	0,36	51,65	1,26	0,08	2,50	100
2	Флотоотход Ингичка	8,30	47,50	6,10	14,30	21,00	2,10	0,13	0,57	100
3	Габбро	2,15	44,01	19,65	6,99	13,35	6,95	-	6,90	100

отхода, использовались известняк «Подземгаз» и изверженная горная порода – габбро (табл. 1).

Фазовый состав продуктов обжига по данным рентгенофазового анализа представлен дифракционными отражениями всех основных клинкерных минералов: C_3S с d/n = (0,303; 0,297 078; 0,274; 0,261; 0,231; 0,218; 0,192; 0,181; 0,175) nm; C_2S с d/n = (0,288; 0,279; 0,278; 0,274;0,261; 0,228; 0,218; 0,198) nm; C_3A с d/n = (0,270; 0,220; 0,192) nm и C_4AF с d/n = (0,277; 0,266; 0,26) nm, что подтверждает данные химического анализа о полном его связывании в клинкерные минералы и завершенности процесса химического взаимодействия свободных оксидов алюминия, кремния, железа и кальция в клинкерные минералы. Микроструктура клинкеров характеризуется мелкозернистым строением, где наряду с силикатными фазами присутствует стеклофаза, включающая алюминаты и алюмоферриты кальция (рис. 2).

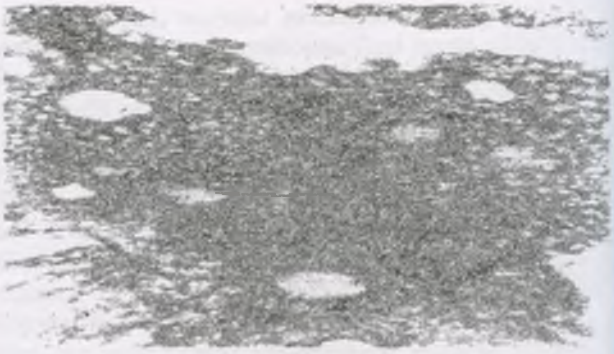
Исходя из данных расчетного содержания клинкерных минералов, можно сделать заключение о том, что с использованием до 12% флотоотхода вторичного обогащения хвостов вольфрамовых руд (ООВР) Ингичкинского месторождения в качестве условного алюмосиликатного компонента и железистого минерализатора, возможно получение кондиционного клинкера нормированного минералогического состава для производства общестроительного цемента.

С учетом химического состава испытуемого сырья по специальной программе были рассчитаны составы сырьевых смесей и клинкеров на цемент общестроительного назначения по ГОСТ 10178-85. Результаты расчетов приведены в табл. 2.

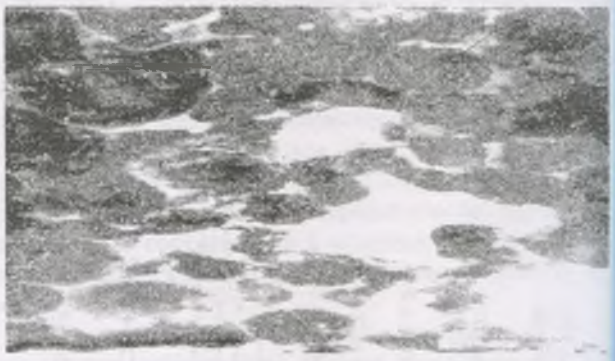
Из усредненных проб известняка «Подземгаз», габбро и флотоотхода вторичного обогащения хвостов вольфрамовых руд Ингичкинского месторождения были приготовлены сырьевые смеси, которые в виде высушенных образцов-кубиков подвергались обжигу при температуре 1380-1400°С с экспозицией 30 min. В процессе обжига материал обжигался нормально, клинкеры получились нормально спекшимися, вес 1 l клинкера изменялся (от 1400 до 1700) g, а свободного оксида кальция в клинкере не обнаружено.

Для изучения физико-механических свойств цемента из клинкера, получаемого с использованием флотоотхода вторичного обогащения хвостов вольфрамовых руд Ингичкинского месторождения был приготовлен оптимальный состав сырьевой смеси, вещественный состав которой включает известняк «Подземгаз» –76,44%, габбро – 11,53%, флотоотход – 12,03%. Путем помола сырьевой смеси в двухкамерной лабораторной мельнице приготовлен сырьевой шлам. Химические составы сырьевого шлама и продукта его обжига, определенные в соответствии с требованиями ГОСТ 5382-91, приведены в (табл. 3).

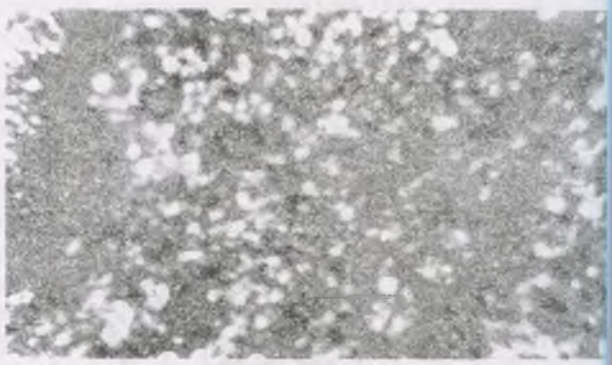
Технологические характеристики сырьевого шлама характеризуются следующими показателями: вес 1 l шлама – 1500 g; влажность – 38 %; растекаемость – 60 mm; тонкость помола по остатку на сите № 008 –



Клинкер №1



Клинкер №2



Клинкер №3

Рис. 2. Микроструктура опытных клинкеров на основе отходов вторичного обогащения хвостов вольфрамовых руд Ингичкинского месторождения.

16%. После соответствующей сушки до воздушно-сухого состояния, обжиг опытного сырьевого шлама производился на стендовой обжиговой установке при температуре (1360-1380)°С с экспозицией 30 min. Фактический химический состав клинкера соответствует расчетному. На основе химического состава синтезированного клинкера рассчитан минералогический состав, %: C_3S – 56,03; C_2S – 15,63; C_3A – 4,80; C_4AF – 12,77, из которого методом квартования отобраны три пробы продуктов обжига для приготовления цемента с целью определения их физико-механических показателей.

Для определения гидравлической активности цементов на основе синтезированных клинкеров, в процессе обжига производился отбор клинкеров при температуре 1360°С (№1), 1380°С (№2) и 1400°С (№3),

Таблица 2

Расчетный вещественный, химический и минералогический состав сырьевых смесей и клинкеров с использованием отходов обогащения хвостов вольфрамовых руд Ингичкинского месторождения

№	Вещественный состав сырьевых смесей	Соотношение компонентов в сырьевой смеси, %	Расход сырьевых компонентов на 1 t клинкера, t/t	Химический состав, %									Σ
				п.п.п	SiO_2	Al_2O_3 + TiO_2	Fe_2O_3	CaO	MgO	R_2O	SO_3	Пр.	
1	Известняк «Подземгаз»	76,30	1,0980	38,25	5,08	0,84	0,36	51,65	1,26	-	0,08	2,50	100,0
	Флототходы ОВР	13,35	0,1921	8,30	47,50	6,10	14,30	21,00	2,10	-	0,13	0,57	100,0
	Габбро	10,35	0,1490	2,15	44,01	19,65	6,99	13,35	6,95	-	-	6,90	100,0
	Сырьевая смесь	100,0	1,4391	30,51	14,77	3,49	2,91	43,59	1,96	-	0,07	2,70	100,0
	Клинкер	-	1,0000	-	21,26	5,02	4,18	62,74	2,82	-	0,10	3,89	100,0
	Мин. состав клинкера КН=0,89; n=2,31; p=1,20												
	Минералогический состав клинкера, %: C_3S=53,75; C_2S=20,42; C_3A=6,19; C_4AF=12,72; Ж.ф=31,19.												
2	Известняк «Подземгаз»	76,44	1,0997	38,25	5,08	0,84	0,36	51,65	1,26	-	0,08	2,50	100,0
	Флототходы ОВР	12,03	0,1731	8,30	47,50	6,10	14,30	21,00	2,10	-	0,13	0,57	100,0
	Габбро	11,53	0,1658	2,15	44,01	19,65	6,99	13,35	6,95	-	-	6,90	100,0
	Сырьевая смесь	100,0	1,4386	30,49	14,67	3,64	2,80	43,55	2,02	-	0,07	2,78	100,0
	Клинкер	-	1,0000	-	21,10	5,24	4,03	62,65	2,90	-	0,10	4,00	100,0
	Мин. состав клинкера КН=0,89; n=2,28; p=1,30												
	Минералогический состав клинкера, %: C_3S=53,35; C_2S=20,27; C_3A=7,03; C_4AF=12,25; Ж.ф=31,68.												
3	Известняк «Подземгаз»	76,70	1,1047	38,25	5,08	0,84	0,36	51,65	1,26	-	0,08	2,50	100,0
	Флототходы ООВР	11,92	0,1717	8,30	47,50	6,10	14,30	21,00	2,10	-	0,13	0,57	100,0
	Габбро	11,39	0,1639	2,15	44,01	19,65	6,99	13,35	6,95	-	-	6,90	100,0
	Сырьевая смесь	100,0	1,4403	30,57	14,57	3,61	2,78	43,64	2,01	-	0,07	2,77	100,0
	Клинкер	-	1,0000	-	20,98	5,20	4,00	62,85	2,89	-	0,11	4,00	100,0
	Мин.состав клинкера: КН=0,90; n=2,28; p=1,30												
	Минералогический состав клинкера, %: C_3S=55,43; C_2S=18,35; C_3A=6,98; C_4AF=12,15; Ж.ф=31,48												
4	Известняк «Подземгаз»	77,20	1,1146	38,25	5,08	0,84	0,36	51,65	1,26	-	0,08	2,50	100,0
	Флототходы ОВР	11,69	0,1688	8,30	47,50	6,10	14,30	21,00	2,10	-	0,13	0,57	100,0
	Габбро	11,11	0,1604	2,15	44,01	19,65	6,99	13,35	6,95	-	-	6,90	100,0
	Сырьевая смесь	100,0	1,4438	30,74	14,37	3,54	2,73	43,81	1,99	-	0,07	2,77	100,0
	Клинкер	-	1,0000	-	20,74	5,12	3,94	63,25	2,87	-	0,11	3,99	100,0
	Мин. состав клинкера КН=0,92; n=2,29; p=1,30												
	Минералогический состав клинкера, %: C_3S=59,52; C_2S=14,58; C_3A=6,87; C_4AF=11,97; Ж.ф=31,08												

которые после охлаждения подвергались помолу в присутствии 5% гипсового камня в лабораторной шаровой мельнице до тонкости не менее 12 % остатка на сите № 008 (4900 отв/см^2). Физико-механические испытания опытных цементов были проведены в соответствии с требованиями ГОСТ 310.1-310.4. Результаты испытаний приведены в (табл. 4).

Таблица 3

Химические составы оптимального состава сырьевого шлама и клинкера из него

Наименование материала	п.п.п	Содержание оксидов, %								
		SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	SO_3	КН	n	p
Сырьевой шлам	30,10	14,3	3,40	2,97	43,3	2,10	-	0,91	2,32	1,07
Клинкер	-	20,2	4,50	4,20	60,9	3,10	-	0,91	2,32	1,07

По данным (табл. 4), по содержанию SO_3, тонкости помола, водопотребности, срокам схватывания опытные цементы соответствуют требованиям ГОСТ 10178-85. В 28 суточном возрасте нормального твердения все три пробы опытных цементов обнаруживают прочность при сжатии (41,3-42,2) MPa, что соответствует марке цемента «400». Изготовление портландцемента — сложный энергоемкий процесс, требующий больших затрат топлива. На обжиг 1 t клинкера затрачивается около 226 kg условного топлива, на помол — до 30 kW/h электроэнергии. Чтобы

снизить энергетические и материальные затраты, изготовляют цементы составного типа, т.е. такие, которые, кроме клинкерной части содержат минеральные добавки. Расход топлива на сушку 1 t этих добавок составляет всего 20...25 kg, т.е. более чем в 10 раз меньше, чем на обжиг клинкера. Заменяя часть клинкера минеральной добавкой, значительно экономят топливо и электроэнергию.

Среди веществ этой группы различают активные минеральные добавки и добавки-наполнители. Такие добавки (называемые иначе гидравлическими, или пуццолановыми) содержат кремнезем в аморфном состоянии. Он активно взаимодействует с гидроксидом кальция, содержащимся в извести или выделяющимся при гидратации портландцемента. Возникающие при этом гидросиликаты кальция практически не растворимы в воде. Таким образом, растворимая составляющая цементного камня, т.е. $Ca(OH)_2$ переводится в нерастворимое соединение. В этом смысле использования активных минеральных добавок обеспечивает также экономию клинкерной части цемента и, в то же время придают цементу ряд особых свойств.

Активность вторичного обогащения отходов вольфрамовых руд по прочности занимает промежуточное положение между активными минеральными добавками и добавками-наполнителями, так как значение критерия Стьюдента *t* для него составляет 4,54, что незначительно выше его нормативного значения *t=2,07*, что не позволяет отнести его к классу активных минеральных добавок, а классифицировать как добавку-наполнитель к цементу [11].

Для изучения возможности использования данного отхода в качестве добавки для производства общестроительных портландцементов, в качестве исходных компонентов использовали портландцементный клинкер АО «Кизилкумцемент» и гипсовый камень. Химический и расчетный минералогический составы компонентов и модульные характеристики портландцементного клинкера приведены в таблице 5. Результаты анализа химического, расчетного минералогического состава и модульных характеристик клинкера показывают, что он соответствует требованиям предъявляемым к портландцементному клинкеру O'z DSt 280:2013 «Клинкер портландцементный. Технические условия» для получения общестроительных цементов. По суммарному содержанию гипса и ангидрида в пересчете на гипс ($CaSO_4 \times 2H_2O$) камень гипсовый соответствует сорту 2, который согласно требованию O'z DSt 760 - 96, может быть использован для производства портландцементов.

Таблица 4

Физико-механические свойства опытных цементов

Наименование опытных цементов	SO_3, %	Тонкость помола, %	В/Ц	Расплыв конуса, mm	Сроки схватывания, h-min		Прочность при сжатии, MPa в возрасте (d):		
					начало	конец	3	7	28
цемент №1	2,10	12,5	0,39	113	2-15	4-20	15,1	25,0	41,3
цемент №2	2,22	12,0	0,39	113	2-10	4-10	16,2	26,7	42,2
цемент №3	2,15	12,8	0,39	113	2-20	4-10	16,0	26,5	41,5

Таблица 5

Химический состав сырьевых компонентов

Материалы	Содержание массовой доли оксидов, %								
	п.п.п	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	R_2O	SO_3	Σ
Клинкер	0,75	20,54	5,19	3,56	62,04	3,60	-	0,62	96,3
Камень гипсовый	При 400°C -19,10	1,52	0,13	0,14	33,04	0,20	-	43,46	97,59
Отход обогащения вольфрамовых руд	4,89	46,17	5,28	14,90	21,71	2,22	-	Сл.	95,17

Расчетный минералогический состав и характеристики клинкера

Наименование показателя	Значение показателей клинкера для производства общестроительных цементов	
	Нормируемое по O'z DSt 2801	Фактическое
Коэффициент насыщения (КН)	0,85 - 0,95	0,91
Силикатный модуль (n)	1,9 - 3,5	2,34
Глиноземный модуль (p)	0,9 - 3,0	1,46
Трехкальциевый силикат (C_3S),%, не более	Не нормируется	56,52
Трехкальциевый алюминат (C_3A), %, не более	Не нормируется	7,74
Сумма трехкальциевого алюмината (C_3A) и четырехкальциевого алюмоферрита (C_4AF), %, не более	Не нормируется	10,82

Таблица 6

Вещественный состав цементов с использованием ООВР

№ п/п	Обозначение цементов	Вещественный состав цементов, %			Тонкость помола, %
		Клинкер	Гипсовый камень	Добавка ООВР	
1	ПЦ Д0	95	5	-	10
2	ПЦ Д 10	85	5	10	8
3	ПЦ Д15	80	5	15	9
4	ПЦ Д20	75	5	20	11

Совместный помол клинкера с 5 % гипсового камня и добавки ООВР осуществляли в лабораторной шаровой мельнице. Количество введенной добавки ООВР составляло (10, 15, 20) % от массы клинкера. В качестве контрольного использовали клинкер с 5 % гипсового камня без добавки. Подготовленные шихты сырьевых компонентов, массой по 5 kg каждая,

Таблица 7

Результаты физико-механических испытаний цементов с добавкой отхода вторичного обогащения хвостов вольфрамовых руд

№ проб	Условное обозначение цементов	Тонкость помола, остаток на сите R_{008}, %	Сроки схватывания, h - min		Предел прочности, MPa, $R_{изг}$/ $R_{сж}$, в возр.			Прочность при сжатии, % от ПЦ Д0	Марка цемента
			Начало	Конец	3d	7d	28 d		
1	ПЦ Д0	10	2-15	3-30	5,4 20,1	6,4 28,0	6,8 40,2	100	400
2	ПЦ Д10	8	2-55	3-40	5,4 26,8	6,6 30,0	7,6 41,0	102	400
3	ПЦ Д15	9	2-45	3-35	5,6 27,0	6,9 36,0	7,5 41,8	104	400
4	ПЦ Д20	11	2-55	4-00	4,3 12,5	4,8 24,0	5,9 36,7	91	300

мололи в течение 50 min. в лабораторной шаровой мельнице. Вещественные составы, обозначения, а также тонкость помола, определяемая по остатку на сите сеткой № 008, цементов с использованием добавки отхода вторичного обогащения хвостов вольфрамовых руд, приведены в (табл. 5).

Установлено, что при введении в цемент 10-20% добавки отхода вторичного обогащения хвостов вольфрамовых руд процесс помола добавочных цементов, практически не изменяется по сравнению с бездобавочным цементом. Тонкость помола, определяемая по остатку на сите с сеткой № 008, цементов с добавками и без добавок составила 8-11%. Цементы с добавкой 10, 15, 20% ООВР, полученные в лабораторных условиях, в 28 суточном возрасте нормального твердения имеют прочность при сжатии в пределах 367-418 kgf/sm^2 (табл. 6).

При введении 10-15% добавки, их прочность при сжатии на 2-4% превышает прочность бездобавочного цемента и они по гидравлической активности соответствуют требованиям ГОСТ 101787-85 на портландцемент марки ПЦ 400 Д20. Увеличение содержания добавки в цементе до 20% приводит к резкому снижению на 10,4% прочностных показателей и марки цемента [12-14] (табл. 7).

Апробация результатов исследований проводилась на АО «Кизилкумцемент» путем выпуска опытно-промышленной партии добавочного цемента, содержащего оптимальное количество ООВР 15%. Результаты опытно-промышленных испытаний подтвердили результаты лабораторных испытаний: показатели активности полученных цементов соответствовали марке 400.

В результате проделанных работ установлена пригодность отхода вторичного обогащения хвостов вольфрамовых руд Ингичкинского рудоуправления для использования в цементном производстве как комплексное сырье для получения клинкера при формировании сырьевых смесей в качестве минерализатора и алюмосиликатного компонента и добавки-наполнителя для получения общестроительных портландцементов. Цементы на основе клинкеров, синтезированных по рекомендованным химико-технологическим параметрам, соответствуют требованиям ГОСТ 10178-85 и по гидравлической активности соответствуют марке цемента «400». Введение при помоле клинкеров до 15% отхода вторичного обогащения хвостов вольфрамовых руд в качестве добавки-наполнителя при производстве общестроительных портландцементов не снижает их марочную прочность. Исследованную добавку, согласно ГОСТ 24640-91 «Добавки для цементов. Классификация», по характеру основного воздействия на свойства цемента, можно отнести к компонентам вещественного состава цемента. Основным эффектом воздействия такого вида добавок является экономия клинкера, а основным критерием оценки свойств добавок – большее снижение доли клинкера, чем снижение активности цемента.

Библиографический список

1. Аргимбаев К. Р. Промышленные отходы горного производства и их использование на примере Лебединского ГОКа // Молодой ученый. — 2011. — №6. Т.1. — С. 12-15.

2. Горлова О.В. Техногенные месторождения. - Магнитогорск: МГМА: 1997- С. 68.

3. Иконников Д.А. // Освоение минеральных ресурсов Севера: проблемы и решения. – Воркута, 2011.-Том №1.- С. 145-147.

4. Макаров А.Б. Техногенные месторождения // Соросовский Образовательный журнал - 2000.- № 9/10.- С. 65-74.

5. Певзнер М.Е., Костовецкий В.П. "Экология горного производства", - Москва, "Недра", 1990 г.

6. Колосов А.В., "Эколого-экономические принципы развития горного производства", - Москва, "Недра", 1987 г.

7. Подвишенский С.Н., Чалов В.И., Кравчино О.П., "Рациональное использование природных ресурсов в горнопромышленном комплексе", - Москва, "Недра", 1988 г.

8. Мухамеджанова М.Т., Иркаходжаева А.П. Керамические массы с отходами цветной металлургии. //Стекло и керамика. 1994. № 5-6. –С. 41-43.

9. Плюснина И.И. Инфракрасные спектры минералов. - М.: МГУ. 1977. -175с.

10. Лазарев А.Н. Колебательные спектры сложных окислов. Силикаты и их аналоги. - М. – Л.: Наука. 1975. -296 с.

11. ГОСТ 25094 - 94 «Добавки активные минеральные для цементов. Методы испытания». Межгосударственный стандарт. Введен в действие с 1 января 1996 г. Москва. 1996 г.

12. Atabayev F.B. Development of the production technology of portlandcement clinker with use of waste of enrichment of tungsten ores //The Abstracts of the International Porous and Powder Materials Symposium and Exhibition PPM 2015. 15-18 September 2015. Cesme Izmir-TURKEY. – P.515-519.

13. Хабиров Р.С., Мирхамидова Ф.З., Алехина Г.Б., Искандарова М., Атабаев Ф.Б. и др. «Хвосты» обогащения вольфрамовых руд – комплексное сырье для производства № 4, 2015 г. С. 11-14.

14. Искандарова М., Атабаев Ф.Б., Миронюк Н.А., Кадырова Ф.Д. Новое технологическое решение вопроса получения клинкера и добавочных цементов с комплексным использованием техногенных минеральных ингредиентов // Materials of international scientific practical conference. Bukhara, 10-12 November 2015. – P.255-258.

УДК 66.012-52.669.2

© Самадов А.У. 2016 г.

УПРАВЛЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ

Самадов А.У., доцент кафедры «Металлургия», канд. техн. наук ТашГТУ

Texnologik jarayonlarni avtomatik boshqarish tizimini yaratish dolzarb masalalardan biridir. Matematik modellar yordamida texnologik jarayonni boshqarishni tashkil etish tayyor mahsulot sifatini, foydali komponentlarning chiqindi tarkibidagi miqdorini, qayta ishlash jarayoni borishini ta'minlovchi reagentlar sarfini nazorat qilish imkonini yaratadi. Maqolada xom ashyoni qayta ishlash jarayonini boshqarish texnikalari va EHMlardan foydalangan holda optimallashtiruvchi boshqarish tizimini yaratish, buning natijasida mineral xom ashyo zahiralaridan unumli foydalanishning texnik iqtisodiy ko`rsatgichlarini yaxshilash, hamda texnologik jarayonni boshqarish uchun qabul qilsa bo`ladigan matematik modellar keltirilgan.

***Tayanch iboralar:** EHM, boshqarish tizimi, matematik modellar, optimallashtirish.*

It is important to create automatic rule of technical process. Creating the rule of technical process with the help mathematic models it is supported to control the quality of ready production, the beneficial components in the composition of waste materials, expenditure of reagent that support to rule the process of recycling. In the following article it is given information about the rule of technics that rule recycling process of raw materials and the way of creation the rule of optimal system using computer technologies, and at the results to improve the technical and economical degree of effective using of mineral raw materials reserves, and mathematical models for controlling technical process.

***Key words**: electronic computer, control system, mathematical models, optimization.*

Важнейшим средством технологического процесса является широкое применение автоматизации. Если первыми шагами в области автоматизации была автоматизация отдельных производственных операций, то сейчас стоит задача комплексной автоматизации технологических процессов, цехов и предприятий, создания автоматических систем управления и регулирования сложными процессами [1].

В связи с тем, что и во всех разновидностях этих областей процессы делаются все более и более сложными, человеку при его биологических и физических возможностях становится непосильным управлять ими без привлечения новых технических средств, появившихся в ответ на возникшую потребность в них. Но эти технические средства могут оказать человеку помощь в управлении сложными процессами только в том случае, если они будут работать с высокой степенью надежности. В частности построение автоматизированной системы управления технологическими процессами переработки минерального сырья показывает, что существующие работы, в недостаточной мере учитывают специфические особенности и динамику их функционирования. Следовательно, это проводит к сложным и громоздким алгоритмам управления в реальном масштабе времени.

Как показали исследования, процесс переработки цветных, благородных металлов и техногенных отходов имеет определяющее значение в технологической цепи получения высококачественной продукции. Он представляет собой сложный промышленный объект и характеризуется взаимозависимостью следующих основных факторов: наличием взаимосвязанных материальных, энергетических и информационных потоков; значительным количеством входных и выходных величин, характеризующих технологический процесс переработки цветных, благородных металлов и техногенных отходов; химический и минералогический состав перерабатывающих операций сложен, так как в них участвует большое число взаимодействующих химических соединений; влиянием управляющих воздействий не только на выходные параметры, но и на текущие значения других управляемых величин; возможностью изменения качества и количества пульпы во время протекания процесса.

Указанные характеристики для большинства автоматизированных систем являются случайными процессами или же величинами, которые можно считать независимыми. Анализ литературных данных [2-4] показывает, что в настоящее время накоплен богатый опыт в области совершенствования технологии процесса переработки цветных, благородных металлов и создании системы управления процессами переработки процесса переработки цветных, благородных металлов во многих отраслях промышленности.

Задача создания эффективной системы управления, позволяющая оптимизировать технологический процесс переработки минерального сырья, а тем самым использовать имеющиеся резервы по улучшению его технико-экономических показателей с применением ЭВМ и управляющей техники, является своевременной и актуальной.

Сложность технологических процессов переработки цветных, благородных металлов и техногенных отходов заключается в значительном числе и многообразии параметров, определяющих течение процесса, в большом количестве их внутренних связей, причем изменение одного параметра вызывает чаще всего нелинейное изменение других. Отмеченная сложность усиливается, в связи с развитием различных направлений в конструировании технологических агрегатов, разнообразием реагентов, технологических схем переработки и характера перерабатываемого сырья.

Современные достижения и тенденции развития в области переработки минерального сырья направлены на решение ряда традиционных и новых проблем, к ним относится создание автоматизированных систем управления аппаратами, процессами и технологическими процессами, что обеспечит резкое повышение производительности труда, культуры производства, а также оптимизации процессов.

Развитие автоматизации и оптимизационного управления ТП перешло от качественного уровня к количественному уровню. Появилась реальная возможность перехода к высшему уровню автоматизации металлургических предприятий - созданию АСУ. Здесь основные успехи связаны с фундаментальными исследованиями процесса переработки, в целях создания общей теории разделительных процессов, моделировании и оптимизации режимов, схем и ТП в целом, разработки технологических средств автоматизации: датчиков, исполнительных механизмов, регуляторов и пр.

В настоящее время, как в нашей стране, так и за рубежом используются системы управления с различной функциональной полнотой, что обусловлено внедрением АСУ на горно-металлургических предприятиях. Современный уровень автоматизации связан с использованием ЭВМ последнего поколения, решением задач автоматизации и управления сложными технологическими процессами. Отметим некоторые особенности современного этапа работ в данной области. Автоматическое управление технологическими процессами успешно применено на металлургических предприятиях: «Болиден» (Швеция), «Блек Маунтин» (ЮАР), «Бик» (США), «Брансуик» (Канада) где установлены датчики для контроля толщины пенного слоя, плотности пульпы в выщелачивающих чанах, концентрации реагентов и т.д. Применение вычислительной техники на металлургических предприятиях дало возможность осуществлять управление на основе математических моделей, описывающих адекватно характеристики объекта.

Анализ и исследование большого числа технологических объектов, в том числе переработка минерального сырья, показали, что они характеризуются следующими особенностями:

- большая инерционность протекающих процессов и высокий уровень помех;
- значительное число последовательно включенных и взаимосвязанных перерабатывающих операций (переделов, участков, стадий);
- непрерывность протекания отдельных операций;
- существенная длительность перерабатывающих операций (до нескольких часов);
- большое количество параллельно включенных однотипных технологических агрегатов (линий) на различных участках;
- многосвязанность технологических переменных;
- разнообразие применяемых на процессах видов энергии, сырьевых и выходных продуктов.

Технологический процесс переработки минерального сырья на заводах протекает по заданной технологической схеме, которая определяется числом и видом установленного оборудования и коммуникацией потоков продуктов. Технологическая схема процесса переработки минерального сырья – весьма сложная взаимосвязанная система, представляющая собой разветвлённую цепь обратными связями. Течение процесса и результаты - выход и содержание полезных компонентов в конечном концентрате процесса – зависят от многих технологических факторов (рис. 1).

С точки зрения управления технологическими процессами переработки минерального сырья, всю совокупность технологических параметров, характеризующих извлечение и факторы влияющие на извле-

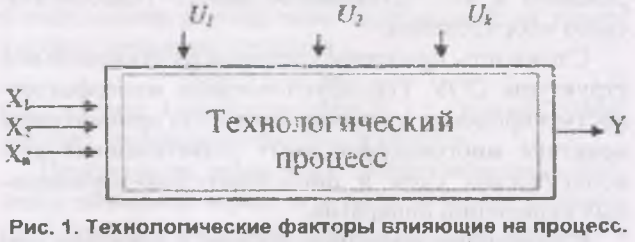


Рис. 1. Технологические факторы влияющие на процесс.
X-параметры возмущающих воздействий; U-параметры управляющих воздействии; Y-параметры выходных показателей.

чение, условно разделим на следующие группу: параметры возмущающих воздействий x с координатами $(x_1, x_2, \ldots x_n)$.

К этой группе относятся:

- содержание металлов и минералов в исходном материале, характер вкрапленности (форма и размер зерен), характер их срастания, крупность измельчения, производительность, состав воды, качество и концентрация применяемых реагентов в растворе, устойчивость, температура и т.д.;

- параметры управляющих воздействий u с координатами ($u_1, u_2, \ldots, u_k$). Определяющими параметрами этой группы являются: расход реагентов, измельчаемость и сгущаемость материала, классификация руды и т. д;

- параметры выходных показателей y с координатами ($y_1, y_2, \ldots, y_s$). Здесь решающее значение имеет: содержание ценных компонентов в хвостах (шлаках) и концентратах (штейнах), извлечение металлов, выход промпродуктов в хвостах (шлаках) и концентратах (штейнах) и концентратах и различные критерии эффективности протекающих операций.

В качестве выходных показателей могут быть приняты более сложные функции, вычисляемые по простым показателям. Например, извлечение полезного компонента из перерабатываемого сырья в концентрат, определяется как отношение полезного компонента, перешедшего в процессе переработки в концентрат, к его количеству в перерабатываемом сырье, выраженное в процентах

$$E = \frac{\gamma k \beta}{\alpha} = \frac{\alpha - \nu}{\beta - \nu} = \frac{\beta}{\alpha} \cdot 100, \qquad (1)$$

γk – выход концентрата, %; α, β, ν – содержание полезного компонента в сырье, в концентрате, в отвальных продуктах.

Эффективность процесса переработки характеризуется так же степенью извлечения (определяется как отношение содержания полезного компонента в концентрате к содержанию его в исходном сырье $k=\beta/\alpha$)

В настоящее время, несмотря на то, что процесс переработки руд достаточно изучен отечественными и зарубежными исследователями, он продолжает рассматриваться и интенсифицироваться в различных направлениях, основными из которых является усовершенствование существующих технологических схем переработки, изменение реагентных режимов и конструирование нового технологического оборудования.

Сложность проблемы создания функциональной структуры СОУ ТП, обусловленная многофакторностью процесса, увеличивается из-за применения в практике многооперационных разветвленных технологических схем и последовательно-параллельных включений аппаратов.

В отдельных операциях в связи с этим при разработке системы оптимального управления ТП требуется решить следующие задачи:

-проанализировать управляемый процесс переработки и сформулировать требования к системе управления;

-выбрать критерий оптимальности;

-построить математические модели;

-разработать алгоритмы управления;

-реализовать системы управления процессом.

Такой последовательный этап, т.е. предварительное исследование процесса до получения алгоритмов оптимального управления и их технической реализации, называется алгоритмизацией технологического объекта.

Совершенствование и интенсификация ТП связаны, прежде всего, с разработкой эффективных реагентных режимов, дающих возможность получать извлечение полезных компонентов с улучшением качества выдаваемых концентратов. Ведение процесса переработки эффективными реагентами позволяет снижать расходы ценных реагентов, что повышает селективность процесса и, что особенно важно, снижает их остаточную концентрацию в жидкой фазе.

Реагентный режим – это многомерное воздействие из-за многочисленности точек подачи и номенклатуры реагентов. В ряде случаев проблема снижения размерности решается регулированием подачи реагентов в различные точки в определенном (оптимальном) соотношении.

Исходя из исследований процесса переработки техногенных отходов горно-металлургических производств, приходим к выводу о том, что управление процессами переработки техногенных отходов состоит в поиске и применении технологических режимов, обеспечивающих наилучшее соотношение между количеством ценных компонентов и их качеством на различных этапах переработки.

Для решения задачи АСУ технологическими процессами переработки техногенных отходов в первую очередь необходимо иметь адекватную математическую модель оптимизируемого процесса, общий вид которой выражается следующим соотношением:

$$\beta = f(\bar{x}, \bar{u}, \bar{\varepsilon}, \bar{a}) \qquad (2)$$

где, b – выходной показатель процесса; $\bar{x}, \bar{u}, \bar{\varepsilon}$ - векторы контролируемых, управляющих, неконтролируемых параметров, $\bar{a}$ – коэффициент модели.

При решении задач и оптимизации, т.е. задачи определения экстремального значения выходного показателя b, критерий оптимальности часто рассматривается как функция $\bar{u}$ и контролируемых x управляющих параметров, $\beta = \beta(\bar{x}, \bar{u}, \bar{\varepsilon}, \bar{a})$ в этом случае решение задачи оптимизации технологического процесса переработки техногенных отходов заключается в определении значений управляющих параметров $\bar{u}^* = (\bar{u}_1, \bar{u}_2, \ldots \bar{u}_n)$ обеспечивающих экстремум функции

$$\beta = f(\bar{u}, \bar{x}, \bar{a}) = \max_{u D} \beta(\bar{u}, \bar{x}, \bar{a}) \qquad (3)$$

при выполнении условия

$$D = \left\{ \bar{u}, \frac{R^n}{c_i \le u_i \le d_i}, i = 1,2,\ldots n \right\}, \qquad (4)$$

и стабильных значениях $x_1, x_2, \ldots \ldots x_m$.

Исследование и анализ технологического процесса переработки техногенных отходов предполагает изучение и обследование производства, отыскания его характеристик, построения математической модели, разработку алгоритмов управления и проверку различных методов алгоритмизации.

Конечной целью работ по управлению ТП на ГМП можно считать создание алгоритмов СОУ. Для чего необходимо решить большое число задач, связанных с ТП переработки цветных и благородных металлов:

- исследовать технологический процесс как объект управления;
- произвести декомпозицию технологической схемы процесса;
- разработать алгоритмы математических моделей процесса в целом;
- разработать алгоритмы построения моделей подсистем управления;
-определить методики проведения экспериментов и сбора данных в условиях нормального функционирования процесса для построения и проверки модели;
- разработать и исследовать алгоритмы адаптации для корректировки параметров процесса (модели);
- разработать алгоритмы оптимизации процесса в целом;
- разработать алгоритмы оптимизации отдельных подсистем управления;
- реализовать разработанный алгоритм (системы) управления процессом.

Решение перечисленных задач обеспечит необходимую оптимальную работу ТП и тем самым повысит его технико-экономические показатели.

При построении модели ТП переработки техногенных отходов относительно содержание ценного компонента, диоксида кремния и железа соответственно в концентрате каждой подсистемы наиболее информативными параметрами процесса оказались: x_1 - производительность; x_2 - содержание металла в отходе; x_3 - содержание диоксида кремния; x_4 - содержание металла в хвосте; x_5 - количество металла в руде; x_6 - количество натурального концентрата; x_7 - выпуск в концентрате; x_8 - количество хвостов; x_9 - количество металла в концентрате; x_{10} - извлечение металла в концентрате; x_{11}- расход электроэнергии; x_{12} - расход фторида аммония; x_{13} - расход бифторида аммония; x_{14} - щелочность пульпы ph; x_{15} - расход аммиачного раствора; x_{16} - расход твердого.

Содержание диоксида кремния в отходах для каждой подсистемы y_2 y_4, y_6, y_8, y_{10} служили в качестве выходных параметров и относительно них построены модели как в натуральном, так и в стандартизованном масштабе.

Среди множества полученных моделей процесса наиболее практически приемлемыми, оказались нижеприведенные виды модели:

$$y_2^n = 0,2160 - 0,000003\, x_1 - 0,4032\, x_2 - 0,0061\, x_7 + + 0,000006\, x_8 - 0,0018\, x_{11} - 0,0004\, x_{12} + 0,012\, x_{13}\; 0,0037\, x_{14} + 0,0116\, x_{17} + 0,0127\, x_{18} + 0,0002\, x_{19} + + 0,0049\, x_{20} + 0,0012\, x_{21} + 0,0004\, x_{22}$$

$$x_{17} = x_{10}^2$$

$$y_4^n = 207,9161 + 2.868x_1 - 36,4512x_2 - 1,7181x_7 + 0,0256x_8 - 0,5256x_{11} - 3,8845x_{12} + 5.8984x_{13} + + 45,9667x_{14} + 0,0065x_{17} + ,6976x_{18} + 0,3641x_{19} + + 2,1420x_{20}$$

$$S_4^2 = 12,3063$$

$$y_6^n = 26,2615 - 0,035x_1 - 0,9529x_2 - 0,0246x_3 + + 11,1718x_4 + 0,1586x_{10} - 0,1151x_{11} + 0,2086x_{12} + + 1,2733x_{13} - 0,0522x_{17} + 13,3115x_{18} - 12,2156x_{19} + + 0,7656x_{20} - 0,0791x_{21} + 0,2733x_{22}$$

$$S_6^2 = 1,4293$$

$$y_8^n = 427,2765 + 0,9798x_1 - 302,5882x_2 - 5,7952x_3 + + 836,4001x_4 + 58,6667x_{10} - 14,1232x_{11} + 111,6978x_{12} + + 130,9130x_{13} + 0,0522x_{17} + 13,3115x_{18} - 12,2156x_{19} + + 0,7656x_{20} - 0,0791x_{21} + 0,2057x_{18} - 2,2434x_{19} - - 22,5467x_{20}$$

$$S_8^2 = 93,8293$$

где

$x_{17} = x_{10}^2$; $x_{18} = x_{11}^2$; $x_{19} = x_{12}^2$; $x_{20} = x_{13}^2$; $x_{21} = x_{10}^2$; $x_{22} = x_{15}^2$

Следует отметить, что в данном случае выбор наиболее приемлемых моделей процесса осуществлялся с учетом технологических соображений и минимальных среднеквадратических отклонений.

Полученные адекватные реальному процессу модели в дальнейшем использовались для решения задачи оптимизации.

Применение метода случайного поиска позволило определить оптимальный реагентный режим, что и необходимо для создания СУ ТПП техногенных отходов.

В качестве критерия оптимизации выбирается минимум стоимости управления:

$$\sum_{k=1} C_k U_{ik} + \mu W_{i} x_{11} \tag{5}$$

при поддержании содержания ценного компонента в концентрате на выходе каждой подсистемы в заданных значениях $\beta_{i зад}$

$$\beta_{i зад} - \beta_i(X_{ij}, U_{ij}, \beta_{ij}) = 0, \tag{6}$$

и выполнении двусторонних ограничений на управляющие параметры процесса

$$U_{ik}^{+} \le U_{ik} \le U_{jk}, \tag{7}$$

где i - номер 1-ой подсистемы; k; i, j - номера управляющих, входных параметров и хвостов.

Программная реализация оптимизационных процедур позволила определить такие значения параметра β_i, при которых содержание диоксида кремния в отвальных продуктах $Q_{отв}$ уменьшилось до 99,8 %, а содержание ценных компонентов в конечном продукте возросло с 19,74 % до 20,00 %.

Кроме того наблюдалось повышение возможности извлечения ценных компонентов с техногенных отходов, и поддержания значения β_1 в заданных пределах.

Результаты программной реализации оптимизационных процедур показали следующее: содержание ценных компонентов в техногенных отходах до и после переработки соответственно для каждой подсистемы - до оптимизаций Q_1 равно Cu % - 0,01, Zn % - 0,07, Fe % - 3,55, SiO_2 - 63,44, Au, g/t- 0,4, Ag, g/t - 10,2, после оптимизации Cu % - 0,04, Zn % - 0,14, Fe % - 10,85, SiO_2 - 0,18, Au, g/t- 2,1, Ag, g/t - 13,2.

Анализ рагентного режима функционирования ТП переработки техногенных отходов горно-металлургических производств по текущему состоянию и расчетам показал, что расход фторида аммония (бифторида аммония) по обескремниванию уменьшился на 10 %; выход диоксида кремния увеличился на 5 %.

Для оценки эффективности полученных результатов проведен сравнительный анализ, с этой целью были собраны статистические характеристики текущих управляющих воздействий в условиях нормально функционирующего объекта и сравнивались расчетными. Анализ показал, что суммарные расходы на управляющие параметры уменьшились на 14600 сум. на 1 тыс.t перерабатываемого материала по сравнению с текущими затратами. Кроме того, извлечение полезных компонентов в готовом концентрате увеличилось от 2 до 10 % для заданного содержания полезного металла в исходном питании за счет уменьшения потерь полезного металла с отходами.

Основные выводы.

На основе анализа современного состояния управления технологическими процессами переработки цветных и благородных металлов выявлено, что традиционные методы управления не отвечают современным требованиям (допускаются излишние потери полезного металла в составе отвальных продуктов, не обеспечивается заданное качество продукции).

Исследования функционирования технологического процесса переработки цветных и благородных металлов показали, что он относится к классу сложных технологических систем, для которого необходимо создание малоотходной технологии и гибкой системы управления ими, позволяющих получить заданное качество продукции при ограниченных расходах материальных и трудовых ресурсов.

На основе системотехнического анализа функциональной структуры ТП переработки техногенных отходов горно-металлургических производств, сформулированы основные принципы и требования, предъявляемые к системе управления, с учетом специфических особенностей исследуемого процесса и варьируемости содержания исходного сырья.

Практическая реализация разработанного алгоритма выбора рациональной функциональной структуры ТП переработки техногенных отходов горно-металлургических производств и системы управления позволит повысить производительность, качество производимой продукции, и тем самым уменьшить непроизводственные затраты и потери ценного материала в отвальных продуктах.

Классификация и выбор наиболее информативных параметров ТП переработки техногенных отходов горно-металлургических производств, характеризующих его поведение, позволили сформировать задачи построения математической модели с учетом пространственно временных запаздываний.

Разработанные математические модели ТП переработки техногенных отходов горно-металлургических производств с учетом технологических ситуаций и характеристики сырья позволяют рационально перераспределять ресурсы и добиваться оптимального функционирования процесса.

Библиографический список

1. Самадов А.У. Управление технологическими процессами переработки благородных металлов. Межвузовский сборник научных трудов. Актуальные вопросы в области гуманитарных, социально экономических и технических наук.-Т., 1996.-С.93-96.

2. Эрназаров М., Раимжанов Б.Р., Самадов А.У., Санакулов У.К. Разработка технологии комплексной переработки хвостовых отвалов золото-извлекательных фабрик. Международная научно-техническая конференция "Проблемы и пути инновационного развития горно-металлургической отрасли" Сборник научных статей.- Т. 2014. 156-159 ст.

3. Абдуллаев А.А., Алиев Р.А., Уланов Г.М. Принципы построения автоматизированных систем управления промышленными предприятиями с непрерывным характером производства. - М.: Энергия , 1985.-440 с.

4. Якубов М.С., Самадов А.У. Проблемы моделирования и управления многостадийными процессами переработки благородных руд. Тезисы докл. Республ. научно-практич. конф. «Проблемы и перспективы инновационного развития и создания малой производственной инфраструктуры» («Инновация -97»). Навои, 1997, с 79-81.

УДК: 622.277

© Аликулов Ш.Ш. 2016 г.

СПОСОБЫ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ УРАНА ИЗ СЛАБОПРОНИЦАЕМЫХ РУД

Аликулов Ш.Ш., доцент кафедры «Техника и технология добычи руд редких и радиоактивных металлов», кандидат технических наук, НГГИ

Tadqiqotlar olib borganda yer qatlamiga yuboriladigan ishchi eritmani eritish qobiliyatini oshirish uchun, unga elektr toki ta'sir etib yer ostida tanlab eritish jarayonini jadallashtirishimiz mumkin. O'zgaruvchan elektr toki ta'siri tog' jinslarining yuza qismidagi kapillyarlari va suv o'tkazuvchanlik darajasini oshirish uchun xizmat qiladi, bu asosan qatlamda kolmatatsiya jarayoni vaqtida qo'llashimiz mumkin; ko'rsatib o'tilgan omillar elektr toki ta'sirida tog' jinslarini suv o'tkazuvchanlik va filtr atrofidagi kolmatatsiya jarayonini bartaraf etadi, skvajinaning ish unumdorligini 25-75 % ga oshirish uchun xizmat qiladi.

Tayanch iboralar: *uranni yer ostida tanlab eritish, o'zgaruvchan tokning ta'siri, elektrtokning ta'siri, filtrlanish, koeffitsient filtratsiya, uran miqdori, ruda qatlamini tayyorlash, mahsuldor eritma, ishchi eritma.*

We investigated the complex effect of physical and chemical methods on the intensity of the leaching process - a way to electric influence on the leachable layer and working solutions coming into it. The impact of an alternating electric current is directed to the desorption of loosely bound water from the surface of capillaries and hardening of clay impurities in sand and clay ores in order to prevent its swelling and redeposition in the form of bridging precipitation; these effects of the electrical action contribute to the increase of rock permeability in filter zone and increase in the average well productivity by 25-75%.

Key words: *leaching of uranium, impact of alternating electric current, electric impact, filtration, filtration rate, rate of diffusion, uranium content, preparation of ore deposits, productive solution, working solution.*

Понятие «способы интенсификации» практически применимо к использованию различного рода физических, гидродинамических, химических и других способов, которые ускоряют массообменные процессы при прохождении растворов через рудное тело.

В настоящее время добыча урана методом подземного выщелачивания и подготовка рудных залежей осуществляется по трем направлениям: физический способ (гидравлический разрыв пласта), химический способ (химическое взаимодействия выщелачивающего реагента с хорошо растворимыми урановыми минералами) и бактериальное воздействие на выщелачиваемые руды.

Нами исследовалось комплексное воздействие физико-химических методов на интенсивность процесса выщелачивания - способ электрического воздействия на выщелачиваемый пласт и поступающие в него рабочие растворы. Исследовалось воздействие переменного и постоянного электрического тока.

При электрическом воздействии на выщелачиваемые породы в них протекают различные физико-химические процессы: электролиз, газовыделение, тепловыделение, электроосмос, электрофорез, упрочнение, закрепление, тиксотропное разупрочнение, диполофорез и т.д. В зависимости от режимов воздействия преобладают те или иные процессы.

Высокочастотное воздействие применяют для разогрева массива, обладающего низкой проницаемостью и электропроводностью (месторождения нефти, серы). Тепловая энергия выделяется за счет диэлектрических потерь. Воздействие способствует понижению вязкости нефти, расплавлению парафина, кольматирующего скважины, плавлению серы.

Воздействие постоянным током. Первые в отрасли опыты по электровоздействию проводились институтом ВСЕГИНГЕО. Основные эффекты-электроосмос, электролиз систем руда-раствор, растворение химического кольматанта. К недостаткам метода относятся высокая скорость коррозии анодов и газовая кольматация прифильтровой зоны. Во внешнем постоянном электрическом поле ионы металла и выщелачивающего раствора приобретают направленное движение.

Воздействие переменным электрическим током направлено на десорбцию рыхло связанной воды с поверхности капилляров и на упрочнение глинистой примеси в песчано-глинистых рудах с целью предотвращения ее набухания и переотложения в виде кольматирующих осадков; перечисленные эффекты от электровоздействия способствуют увеличению проницаемости пород в прифильтровой зоне и увеличению средней производительности скважин на 25-75 %.

Воздействие токами высокой плотности. За счет интенсивного энерговыделения в узких участках капилляров происходит их расширение и «прочистка» в результате чего в течение короткого времени создает-

ся необратимый эффект увеличения проницаемости. В отличие от описанных выше методов, которые опираются на разработки в области теории электроосмос, в данном методе использованы энергетический подход, теория перколяции и разработки в области физики твердого тела.

На урановых предприятиях комплексный подход - метод электровоздействия на пласт, учитывает все основные физические эффекты, сопровождающие наложение электрического тока на породу.

Как видно из приведенной краткой характеристики методов, все они рассчитаны на увеличение проницаемости пород. Достаточно обоснованной теории воздействия электрического тока на скорость химических реакций выщелачивания пока не существует. Если предусматривать интенсификацию выщелачивания в системе руда-раствор в соответствии с законами электродиализа, то, учитывая минерализацию растворов, находим, что выделение 1 kg металла на катоде в откачной скважине требует несколько тысяч киловатт-часов электроэнергии. Тем не менее, в опытах ВСЕГИНГЕО и наших исследованиях наблюдалось некоторое повышение концентрации металла в растворах при электровоздействии (около 20%), что указывает на необходимость учета всего многообразия факторов при разработке теории интенсификации химических реакций выщелачивания металла электрическим током:

- оживление фильтрации выщелачивающих растворов в рудных интервалах за счет избирательного увеличения их проницаемости;
- раскрытие капилляров, ранее недоступных для выщелачивающего раствора;
- десорбция электрическим током металла со стенок капилляров наряду с рыхло связанной водой;
- предотвращение переотложения металла на фронте выщелачивания;
- улучшение структуры потока выщелачивающего раствора в районе откачных и закачных рядов (от радиальной к плоскопараллельной) за счет создания зон повышенной проницаемости между скважинами в рядах. Возможны и другие процессы.

Положительные результаты лабораторных экспериментов, выявившие возможность приведения связанной воды и частиц глинистого вещества, слагающего гидрогенные месторождения, в подвижное состояние при воздействии на них переменным током низкого напряжения, натурные опыты на единичных скважинах, позволили перейти к опытно промышленному опробованию и внедрению метода.

Для установления влияния воздействия переменным током на движение растворов песчано-глинистых породах предварительно определяли показатели связанной (рыхлосвязанной и адсорбированной) воды и изменения коэффициента фильтрации в процессе фильтрации 1%-ного раствора серной кислоты. Фильтрационные исследования выполняли на рудном песке с примесью глин (1,5 и 10 %) монтмориллонитового и гидрослюдистого состава.

Было выполнено два подобных опыта: первый - на дистиллированной воде, второй - на продуктивных растворах с опытно-промышленного участка подземного выщелачивания (ПВ) При условии изменения влажности глинистого песка по длине колонны. Согласно методике, выделены сверху вниз зоны: капиллярной влажности, максимальной молекулярной влажности. Максимальная молекулярная влажность в опыте продуктивными растворами 12 % что свидетельствует о некотором набухании глинистой фракции породы в растворе [1].

Результаты опытов показали, что при фильтрации выщелачивающего раствора по руде конкретного месторождения рыхлосвязанная вода, занимающая определенный поровый объем, создает гидравлическое сопротивление. Доля связанной воды в объеме пор 1 sm^3 грунта при влажности 10% составила:

$$V = \frac{w\nu_n}{100\% \cdot \nu_e} = \frac{10\% \cdot 1{,}7}{100\% \cdot 1{,}0} = 0{,}17 sm^3$$

где 10% - максимальная молекулярная влажность, ν_n=1,7 g/sm^3- удельный весь сухого песка: ν_e=1,0 g/sm^3- удельный вес воды.

Если учесть, что при пористости 40% пустоты в 1 sm^3 породы занимают 0,4 sm^3 объема, очевидно огромная роль связанной воды в фильтрационном процессе (в данном случае она занимает 42,5% объема пор):

$$100\% \cdot \frac{0{,}17}{0{,}40} = 42{,}5$$

В процессе фильтрации замеряли расход жидкости и ее температуру, На основании замеров вычисляли коэффициент проницаемости породы, по формуле:

$$K_{\Pi} = Ql\mu /(F\Delta P)$$

где Q-расход жидкости, sm^3/s; l-длина образца, sm; μ-вязкость, sP; F-площадь сечения образца, sm^2; ΔP-перепад давления, kg/sm^2

При анализе результатов опытов можно сделать вывод, что увеличение концентрации глины существенно снижает проницаемость пород. Проницаемость пород, измеренная по кислому раствору, оказалась значительно ниже проницаемости, измеренной по дистиллированной воде. Следует отметить, что проявления газовой кольматации в опытах не наблюдалось.

Фильтрационные опыты проводились в двух трубках параллельно: в одной – с приложением электрического тока, в другой – без. Воздействие переменным электрическим током на породу проводили периодически. Изменение коэффициента фильтрации и концентрации металла в растворе в зависимости от соотношения Ж:Т показано в графике 1.

Как видно из графика, при воздействии электрического тока возрастает не только коэффициент фильтрации, но и скорость извлечения металла. Возрастание коэффициента фильтрации интерпретируется нами как результат уменьшения вязкости раствора вследствие его нагрева при пропускании

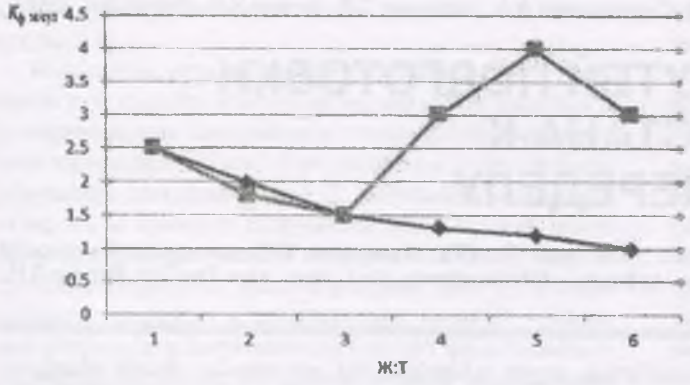


Рис. 1. Зависимость коэффициента фильтрации $K_ф$ концентрации металла в растворе от Ж:Т при периодическом воздействии электрическим током — ряд 2, и без воздействия — ряд 1

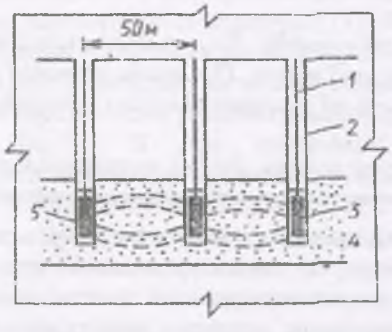


Рис. 2. Схема ячейки с воздействием на пласт переменным током.

Таблица 1

Техническая характеристика ЭГРУА-80

Максимальная глубина обработки, m	150
Напряжение разряда, kV	50
Емкость импульсного конденсатора, mkF	0,5
Напряжение питающий сети, V	220
Потреблямая мощность, kW	1

электрического тока и как результат перехода связанной воды в подвижное состояние, что приводит к увеличению эффективного сечения пор и проницаемости породы [2].

Из рассматриваемых электрофизических методов до промышленного использования подземного выщелачивания руд гидрогенных месторождений доведены обработка скважин электрогидравлическим воздействием повышение проницаемости песчано-глинистых пластов постоянным или переменным токами промышленной части (рис. 2).

Обработка фильтров и прифильтровых зон электрогидравлическим ударом используемые на участках ПВ методы регенерации фильтров и прифильтровых зон (высоконапорная обработка водой, прокачка сжатым воздухом, химическая декольматация) характеризуются кратковременностью и незначительным приростом производительности скважин. Более перспективен способ электрогидроудара в сочетании с прокачкой скважин сжатым воздухом.

Исследования выполняется с использованием электрогидроударной установки ЭГРУА-80, техническая характеристика которой приведена в табл. 1.

Сущность физического эффекта увеличения проницаемости песчано-глинистых пород при пропускании переменного электрического тока заключается в отделении от глинистой фракции породы связанной воды, вследствие чего увеличивается эффективное сечение пор. Кроме того, в отличие от постоянного тока, переменный ток воздействует и на воду, иммобилизованную гелиями, кольматирующими поровое пространство. Тиксотропную (гелеобразную) структуру образует при контакте с серной кислотой и глинистая фракция породы из-за растворения кристаллизационного цемента глин и их разупрочнения. Гели даже при незначительном количестве твердого материала (1-10 %) занимают большой объем, обусловленный сетчатой структурой, в ячейках которой содержится 90 % и более иммобилизованной воды. Иммобилизованная вода отличается от воды в диффузионном слое тем, что она не связана с катионами и не притянута поверхностными зарядами частиц.

Таким образом, из исследуемых способов интенсификации, метод электрофизического воздействия постоянным или переменным током, опробованный в промышленных условиях, может быть использован при подземном выщелачивании руд гидрогенных месторождений для условий повышения проницаемости песчано-глинистых рудных залежей.

Библиографический список

1. Кошколда К.Н., Пименов М.К., Атакулов Т., под об. ред. Н.И. Чеснокова. Пути интенсификации подземного выщелачивания.

2. Арш Э. Применение токов высокой плотности в горном деле. М.: Недра, 1967.

УДК 669.162.001.24

© Юсупходжаев А.А., Худояров С.Р., Валиев Х.Р., Рузиев З.Н. 2016 г.

АНАЛИЗ ВОЗМОЖНЫХ ПУТЕЙ ПОДГОТОВКИ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД УЗБЕКИСТАНА К МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМУ ПЕРЕДЕЛУ

Юсупходжаев А.А., проф. кафедры «Металлургия», докт. техн. наук ТашГТУ; **Худояров С.Р.**, заведующий кафедрой «Металлургия», канд. техн. наук ТашГТУ; **Валиев Х.Р.**, доц. кафедры «Металлургия», канд. техн. наук ТашГТУ; **Рузиев З.Н.**, магистрант II курса кафедры «Металлургия» ТашГТУ

Maqolada respublikamizdagi temir rudalarini metallurgik qayta ishlashga oid muammolar ko'rib chiqilgan. Boyitilgan foydali qazilmalarni metallurgik qayta ishlashga tayyorlashda aglomeratsiya, qumoqlash va boshqa usullardan foydalanish mumkin, ularning qaysi biri iqtisodiy samara bilan qo'llanilishi mumkinligi tahlil qilingan.

Tayanch iboralar: *foydali qazilma, boyitish, aglomeratsiya, qumoq, texnologik jarayon, flyuslash, metallurgik qayta ishlash.*

This article discusses the metallurgical processing of iron ores of the republic. To prepare enriched minerals to metallurgical processing can be used methods of agglomeration, balling and others. The article promoted analysis of the various ways to prepare the iron-containing raw materials to metailurgical processing to select economically viable method.

Key words: *minerals, beneficiation, agglomeration, pellet, manufacturing process, fluxing, metallurgical processing.*

Развитие чёрной металлургии Узбекистана тесно связано с освоением железорудных месторождений республики. К настоящему времени известно около 200 мелких месторождений и рудопроявлений самых различных генетических типов, среди которых геолого-промышленными являются: титано-магнетитовый в ультрабазитах, магнетитово-скарновый и магнетит-гематитовый в вулканогенно – осадочных породах.

Наиболее крупным является месторождение Тебинбулак. Прогнозные ресурсы категории P_1 до глубины 300 м определны в количестве более 1 млрд t. Среднее содержание компонентов составляет, в процентном содержании: железо -16,2; TiO_2 - 2,0, V_2O_5 – 0,15.

Следует отметить, что около 5% железа находится в неизвлекаемой самостоятельной форме.

Месторождение Темиркан расположено в Фарижском районе Джиззахской области. По соотношению основных рудообразующих минералов выделено три минеральных типа руд: 1- существенно гематитовый ($Fe_{магн}$ = 20% $Fe_{общ}$); 2- смешанный с двумя подтипами : а) магнетит-гематитовый ($Fe_{магн}$ = 20 – 50% $Fe_{общ}$) и б) гематит –магнетитовый ($Fe_{магн}$ = 50-80% $Fe_{общ}$); существенно магнетитовый ($Fe_{магн}$ > 80% $Fe_{общ}$).

Преобладает тип 2-смешанные руды. Запасы руды, подсчитанные в результате детальной оценки (по категории C_2) составляют 128 млн. t при борте 25%.

Железорудное поле Сюреньата расположено в Ташкентской области. Ресурсы железной руды здесь определены в 44 -49 млн. t с содержанием железа 24-42 % [1].

Анализ химического, минералогического состава, а также структуры и свойств, железных руд Узбекистана показывает, что данное сырьё с технологической точки зрения не может быть непосредственно использовано в металлургическом производстве. Вследствие этого они должны пройти сложный цикл последовательных операций подготовки к плавке. Очень важно выбрать наиболее перспективное направление организации металлургического производства с получением удовлетворительных технологических и технико-экономических показателей.

На протяжении столетий производство чёрных металлов осуществляется по двухступенчатой схеме:

а) восстановление оксидов железа до металла с полным отделением пустой породы и частичным переводом в металл некоторых элементов (углерод, марганец, кремний, фосфор, сера и др.); б) рафинировка металла для получения стали заданного состава.

Первая стадия реализуется главным образом в доменных печах, вторая - в конвертерах, мартеновских или электродуговых сталеплавильных печах.

Двухстадийный процесс, несмотря на кажущуюся усложнённость, имеет непревзойдённые по сравнению с непосредственным производством стали из руды преимущества.

Во - первых, таким путём можно получать металл заданной марки из любого железорудного материала независимо от содержания в нём пустой породы и вредных примесей (эти характеристики железорудного сырья складываются не на возможности самого процесса, а на его технико-экономических показателях). Это позволяет вовлекать в металлургический передел практически все породы, относящиеся к понятию «железные руды».

Во – вторых, агрегаты, используемые в двухстадийной схеме (и в первую очередь, доменные печи и кислородные конвертеры), имеют весьма высокую

единичную производительность (до 10 – 12 тыс. t чугуна в d).

В - третьих, присутствие ряда элементов в чугуне в некоторой степени благоприятно для сталеплавильного передела: при выгорании углерода интенсифицируется «кипение» ванны, определяющее существенное улучшение качества стали. В результате окисления углерода и кремния получается значительная часть необходимого для плавки тепла, что снижает энергетические затраты на процесс в целом. Всё это в совокупности приводит к сравнительно низкому уровню материальных и энергетических затрат на производство чёрных металлов, что в свою очередь обуславливает относительно низкую их стоимость [2].

Параллельно со значительным совершенствованием двухстадийного процесса непрерывно идут поиски эффективных способов непосредственного получения металла из железорудного материала [3]. В мире зарегистрированы сотни патентов на получение стали и железа из руд. Некоторые из них в последние 15-20 лет нашли определённое распространение в промышленности [4, 5]. В ряде публикаций научно-технического характера проявляется повышенный интерес к внедоменным методам производства металла из руд. Производство металлизованного сырья растёт на всех континентах земного шара и для ближневосточного региона это направление является преимущественным. Между тем для подготовки прогноза развития промышленности вообще и чёрной металлургии в частности необходим подход, основанный на строгом научно-техническом и экономическом анализе различных путей и технологических схем развития отрасли.

Попытаться дать такой анализ, и поставили в качестве своей задачи авторы настоящей статьи.

Из предварительно обогащённых материалов металлизованную шихту для доменной плавки можно получить различными методами: восстановлением газом в шахтной печи, восстановлением твёрдым восстановителем на конвейерной обжиговой машине, комбинированным восстановлением твёрдым и газовым восстановителями в трубчатой печи. При этом следует обратить внимание на следующие обстоятельства:

- металлизовать можно любой железорудный материал – руду, агломерат, окатыши, а также совмещать процессы окускования с металлизацией, создавая восстановительную атмосферу в слое шихты;
- для металлизации можно использовать как твёрдый, так и газообразный восстановитель, а также их комбинацию;
- в качестве восстановителя экономически целесообразно использовать недефицитные и недорогие виды топлива;
- эффективность металлизации растёт с уменьшением количества пустой породы в железорудном материале.

Конкретизируем эти положения.

На наш взгляд предпочтительнее осуществлять окускование обогащённых мелких концентратов с металлизацией, чем получать окисленные материалы, а затем их восстанавливать и причина заключается в том, что два процесса совмещаются в одном. Восстановление полученных ранее агломерата и окатышей связано с определёнными диффузионными сопротивлениями, так как достаточно плотная конечная структура агломерата и окатышей существенно замедляет процесс восстановления и увеличивает расход восстановителя.

Анализ работы передовых предприятий позволил нам установить, что получение и проплавка металлизованных окатышей имеет некоторые преимущества перед производством и использованием металлизованного агломерата [6]. Во – первых при производстве металлизованного агломерата намного больше расход твёрдого топлива. Это объясняется тем, что при получении металлизованного агломерата твёрдое топливо выполняет две функции: источника тепла для проведения спекания и восстановителя.

Расход твёрдого топлива (коксовая мелочь) для обычных условий агломерации (т.е. без металлизации продукта) колеблется в пределах 4-8% (отнесённых к аглошихте). При металлизации оксидов железа, например, по реакции $Fe_3O_4 + 4C = 3Fe + 4CO - 645,29$ MJ для восстановления 1 kg железа требуется 48: 168 = 0,286 kg углерода.

При содержании железа в аглошихте 60%, заданной степени металлизации 40% и содержания углерода в твёрдом топливе 85% расход восстановителя на процесс составит: $60 \cdot 0,286 \cdot 0,4 : 0,85 = 11,3\%$.

На 1 kg восстанавливаемого железа требуется тепла 4,2 MJ, или на 1 kg агломерата (60% железа, степень металлизации 40%) 1016 KJ. При общем расходе тепла, равном 3,36 MJ, дополнительный расход тепла и, следовательно, топлива составит 30% [7].

При производстве металлизованных окатышей твёрдый восстановитель используется лишь для металлизации, а источником тепла является газ. Поэтому на производство металлизованных окатышей расходуется на 10-12% твёрдого топлива меньше.

Кроме того, при производстве металлизованного агломерата в основном используется наиболее дефицитный и дорогой вид топлива – коксовая мелочь. При использовании металлизованных окатышей можно использовать более широкий выбор твёрдых топлив, в том числе уголь и продукты их переработки.

В – четвертых, при получении металлизованных окатышей может быть достигнуто значительное увеличение плотности и, следовательно, насыпной массы, что должно обеспечить дополнительный прирост производительности доменных печей. При металлизации агломерата плотность кусков меняется мало. Важнейшим результатом использования металлизованных продуктов в доменных печах является снижение удельного веса кокса. Это обстоятельство весьма важно для Узбекистана, т.к. весь потребный кокс импортируется с затратой валюты.

Выплавка металла в любых металлургических агрегатах невозможна без присутствия оксида каль-

ция. Данное соединение используется для образования легкоплавких эвтектик типа 2MeO·CaO, которые расплавляясь при относительно низких температурах (1150 – 1200 ^{0}C) растворяют в себе другие тугоплавкие соединения и способствуют, тем самым, нормальному ходу металлургических процессов. Кроме того, оксид кальция нормализует физико-химические характеристики шлаков (основность, плотность, поверхностное натяжение, вязкость и др.) и делает возможным управлять ходом технологических процессов.

Незаменимым является оксид кальция для удаления такого вредного компонента для выплавки стали как сера. Этот элемент удаляется по реакции:

$$FeS + CaO = FeO + CaS$$

Сульфид кальция шлакуется и выводится из печи.

Оксид кальция вместе с другими карбонатами может поступать в печь вместе с железными рудами. Однако доля этих материалов в доменной шихте невелика. Вследствие этого большое значение имеют флюсующие добавки к шихте - известняк или доломит ($CaCO_3$, $CaCO_3 \cdot MgCO_3$). В доменной печи разложение карбонатов протекает по реакциям:

$CaCO_3 = CaO + CO_2$	- 178,5 MJ
$MgCO_3 = MgO + CO_2$	-109,87 MJ
$MnCO_3 = MnO + CO_2$	-96,35 MJ
$FeCO_3 = FeO + CO_2$	-87,91 MJ

Для доменного процесса наиболее важное значение имеет реакция разложения карбоната кальция. Зависимость упругости диссоциации карбоната кальция от температуры выражается уравнением: $P_{CO2} = -(8920/T) + 7{,}54$

Разложение $CaCO_3$ в металлургической печи может начаться при равенстве упругости диссоциации известняка и парциального давления углекислоты в атмосфере печи. Расчёты показывают, что $P_{CO2} = 9^8$ kPa при T = 1183 K, т.е. именно при этой температуре начинается разложение $CaCO_3$.

В доменной печи от фурм к колошнику идёт мощный тепловой поток, образованный горением твёрдого топлива и вдуванием горячего воздуха (свыше 1000 ^{0}C). По мере прогрева куска из внутренних слоёв известняка выделяется углекислота, удаление которой лимитируется диффузией газа в порах. При этом на скорость диффузии влияет общее давление газа в печи, которое тормозит переход CO_2 в газовую среду. Диссоциация известняка беспрепятственно протекает при условии, что упругость паров CO_2 превышает общее давление газа в печи [8]. По нашим расчётам такие условия создаются при температуре порядка 1000 ^{0}C.

Разложение известняка идёт без изменения средней температуры куска, так как всё тепло, подводимое к куску, расходуется на покрытие эндотермического эффекта реакции диссоциации. Поэтому по аналогии с процессом кипения воды процесс разложения называют «химическим кипением». Выделяющийся диоксид углерода при температуре выше 1000 ^{0}C реагирует с углеродом кокса

$$CO_2 + C = 2CO - 166{,}3 \text{ MJ}$$

со значительным эндотермическим эффектом и тратой дефицитного дорогостоящего кокса.

Эндотермический эффект реакции разложения известняка, взаимодействие выделяющегося диоксида углерода с углеродом кокса и снижение восстановительного потенциала газа в печи из-за разбавления его диоксидом углерода ухудшает показатели доменной плавки и особенно сильно влияют на расход кокса.

При реакции разложения известняка на 1 кг выделяющегося CO_2 тратится:

$$178{,}4 : 44 = 4{,}075 \text{ MJ}.$$

Кроме того, при реакции $CO_2 + C = 2CO$ на 1 kg CO_2 расходуется дополнительно:

$$166{,}32 : 44 = 3{,}78 \text{ MJ}.$$

Степень участия образовавшегося при разложении $CaCO_3$ диоксида углерода в этой реакции установить трудно. Приняв, что половина CO_2, выделившегося из известняка, участвует в этой реакции, получаем дополнительный расход тепла:

$$3{,}78 \cdot 0{,}5 = 1{,}89 \text{ MJ}$$

Таким образом, на 1 kg CO_2 известняка тратится

$$4{,}057 + 1{,}89 = 5{,}947 \text{ MJ}$$

В пересчёте на 1 кг известняка, содержащего 43% CO_2, это составит

$$5{,}947 \cdot 0{,}43 = 2{,}557 \text{ MJ}.$$

Каждый 1 kg углерода при сгорании у фурм по реакции $C + 1/2\ O_2 = CO + 117{,}94$ MJ выделяет:

$$117{,}94 : 12 = 9{,}828 \text{ MJ}.$$

Если учесть, что в коксе 85% C и до фурм доходит до 80% всего кокса, то 1 кг кокса у фурм выделяет

$$9{,}828 \cdot 0{,}85 \cdot 0{,}8 = 6{,}883 \text{ MJ}.$$

Тогда дополнительный расход кокса на 1 kg известняка составит

$$2{,}557 : 6{,}883 = 0{,}37 \text{ kg}.$$

Экономия кокса при выводе известняка из доменной шихты составляет 0,20 – 0,40 kg известняка.

Оксид кальция абсолютно необходимый компонент для выплавки металла. Весьма перспективным является направление, связанное с добавлением извести в шихту в период её подготовки к металлургическому переделу, т.е. при агломерации или окомковании. В этом случае возникает возможность загрузки в печь не простых, а офлюсованных шихтовых материалов. В этом случае негативное влияние добавления извести в доменные печи будут устранены в период подготовки исходных материалов к плавке.

На основе анализа возможных путей вовлечения железорудных материалов в промышленность можно сделать вывод о том, что такая принципиальная возможность имеется. Выбор оптимального варианта будет зависеть от технологических и технико-экономических показателей при подготовке сырья к металлургическому переделу.

Окончательный вывод можно сделать только по результатам пилотной проверки всех технологических решений на полупромышленной установке.

Библиографический список

1. Рудные месторождения Узбекистана. – Ташкент: ГИДРОИНГЕО, 2001. – 611 с.
2. Вегман Е.Ф., Жербин Б.Н., Похвиснев А.Н. Металлургия чугуна. –М.: ИКЦ «Академкнига», 2004. – 774 с.
3. Юсупходжаев А.А. Прямое получение железа из руд. –Ташкент: ТашГТУ. 2004. – 59 с.
4. Iron Industry and Metallurgy: A Study of Ancient Technology, by Sasisekaran, B. 2004.
5. A Treatise on the Metallurgy of Iron, by Hilary Bauerman, 2015.
6. Юсупходжаев А.А. Теория и практика новых высокотемпературных технологических процессов в металлургии. – Ташкент: ТашГТУ, 2014. – 62 с.
7. Прокофьев И.А. Товаровский И.Г., Бондаренко В.И. и др. «Сталь», 1999. № 5. С 332-333.
8. Ванюков А.В., Зайцев В.Я. Теория пирометаллургических процессов. – М.: Металлургия, 2003. – 504 с.

УДК 622.274

© Панков П.И., Панкова М.П. 2016 г.

ПЕРСПЕКТИВЫ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ ЖИЛЬНОГО КВАРЦА

Панков П.И., директор, ЧП «Амгузма», канд. техн. наук (Украина); **Панкова М.П.**, экономист, ЧП «Амгузма» (Украина)

Sanoatning ko'pgina tarmoqlarida qo'llaniladigan, chaqmoqtosh shisha olishda asos sifatida, rangli, noyob, qimmat baho metallar konlari qatoridagi tomirsimon chaqmoqtosh ko'rinishida bo'lgan, chaqmoqtosh xom ashyosi ko'rib chiqilgan. Chaqmoqtosh xom ashyosining umumiy klassifikatsiyasi va ishlatiladigan asosiy sohalari ko'rib chiqilgan. Rudalarni qayta ishlashda ham keng ishlatiladigan, muhim bo'lgan konditsiyalarga erishish uchun boytishning asosiy operatsiyalari ko'rib chiqilgan.

Tayanch iboralar: *xom ashyoni kompleksda qayta ishlash, chaqmoqtosh, chaqmoqtosh shisha, boyitish texnologiyalari, separatsiya, flotatsiya, qayta ishlash ekonomikasi.*

The quartz raw materials, in the form of gangue quartz of a number of nonferrous, rare and precious metals deposits, as a basis for producing the quartz glass, which find application in many industries were considered. The general classification of quartz and main applications were shown. The basic operations of enrichment in order to achieve the necessary of conditions, which are widely used in the processing of ores, were reviewed.

Key words: *complex processing of raw materials, quartz, quartz glass, processing technology, separation, flotation, refining economics*

Кварцевое стекло обладает рядом замечательных свойств, которые определяют его широкое применение в оптике, светотехнике, электронной и других отраслях промышленности. Увеличивающиеся потребности этого конструкционного материала ставят проблему обеспечения производства кварцевого сырья высококачественными концентратами. В настоящее время большую часть такого сырья получают из природного жильного кварца путем его переработки.

На территории деятельности многих горнорудных предприятий, перерабатывающих руды цветных, редких и благородных металлов, имеются кварцевые жилы, из которых можно получить высококачественную кварцевую продукцию. Если учесть, что средняя стоимость кварца после обогащения увеличивается на один-два порядка, а некоторые сорта – и больше, то становится очевидной целесообразность попутной и даже самостоятельной добычи кварца.

Обеспечение промышленности по производству кварцевого стекла высококачественными концентратами представляет сложную задачу из-за больших потребностей кварцевого сырья и высоких требований к нему. Поэтому главное внимание уделяется источникам кварцевого сырья, пригодного для плавки прозрачного кварцевого и варки многокомпонентного оптического стекла, как наиболее дефицитных по объему и качеству используемого кварца.

С учетом действующих технических требований к кварцевому сырью различного назначения предложена отраслевая промышленно-технологическая классификация [1], в которой выделяются четыре крупных класса кварца, принципиально отличающихся по использованию в промышленности:

Пьезокварц – включает кристаллы горного хрусталя, обладающие пьезооптическими свойствами;

Тикокварц – содержит двуокись кремния не ниже 98%. Пригоден для плавки прозрачного кварцевого стекла, изделия из которого используют в космонавтике, авиации, лазерной, ракетной, атомной технике, электронике, химической и светотехнической промышленности;

Хонэкварц – пригоден для создания силикатной основы (20-74% SiO_2) при варке многокомпонентного

оптического стекла, хрусталя, синтеза монокристаллов. Применяется в астрономии, приборостроении, медицине и других отраслях;

Этерокварц – высококремнеземистое сырье с относительно низкими качественными характеристиками. Находит применение при получении ферросплавов, флюсов, динас, фильтров, абразивов, карбида кремния и т.д.

В зависимости от технологических свойств кварцевого сырья внутри каждого класса выделяют разряды, располагающиеся по мере изменения основных показателей качества – коэффициента светопропускания и суммы элементов-примесей.

Для получения товарной продукции кварцевое сырье подвергают ручной и автоматической сортировке, флотации, магнитной и электрической сепарации, кислотному выщелачиванию. В настоящее время в переработке кварцевого сырья сложились два направления:

Получение промпродуктов на горных предприятиях с последующей их доводкой на стекольных заводах;

Получение готовых для плавки концентратов на горных предприятиях.

При реализации первого направления используется селективная выемка, тщательная визуальная сортировка в узких классах крупности, обеспечивающих хорошее раскрытие компонентов.

Второе направление реализуется путем массовой переработки некачественного сырья по схеме глубокого обогащения.

Если рассматривать вопрос с точки зрения сложности организации технологии обогащения кварца по первому направлению, то он не представляет значительных трудностей. Техническими условиями для некоторых видов сырья определена крупность кварца от 50 до 10 mm, поэтому аппаратурно технология переработки может включать одну-две стадии дробления в стандартных дробилках выделением продуктивного класса -50+10 mm на грохоте, промывку, визуальную сортировку, подсушку. Полученную таким образом продукцию затаривают в бумажные мешки, брезентовые мягкие контейнеры или деревянные ящики. Недостатком такой технологии является незначительный выход товарной продукции.

Валовая переработка по схеме глубокого обогащения требует значительно больших затрат с включением различных способов обогащения. Однако с точки зрения освоенности этих процессов здесь также нет принципиальных трудностей. Процессы рудоподготовки, флотации, магнитной и электрической сепарации, кислотного обогащения используются на многих фабриках, перерабатывающих руды цветных, редких и благородных металлов. А анализ экономических показателей предприятий, перерабатывающих кварцевое сырье, свидетельствует, что даже при такой технологии обогащения эти предприятия имеют значительную прибыль на единицу продукции [2, 3].

В настоящее время основные месторождения истощаются, поэтому прирост запасов высококачественного жильного кварца будет осуществляться за счет новых месторождений. При этом транспортные расходы в определенной мере будут влиять на рациональность добычи кварцевого сырья. Поэтому в ряде случаев целесообразно получение готовых для плавки концентратов, а в перспективе – организация полного цикла переработки на месте добычи.

В дальнейшем значительную часть кварцевой продукции можно реализовать в страны СНГ, Европы, Тихоокеанского региона (Япония, Южная Корея и др.), которые проявляют к ней значительный интерес.

Основные выводы.

В районах деятельности многих предприятий, перерабатывающих руды цветных, редких и благородных металлов, есть значительные запасы жильного кварца, пригодного для получения высококачественной продукции.

Добыча и переработка жильного кварца может существенно улучшить экономические показатели работы предприятий и повысить комплексность использования сырья.

Библиографический список

1. Кузьмин В. Г., Кравец Б. Н. Минералогия жильного кварца (Кыштымский горно-обогатительный комбинат) – М.: Недра, 1990. – 294 с.

2. Панков П.И. Исследование обогатимости жильного кварца комбината «Джугджурзолото» с целью реализации его в стекольной промышленности – Днепропетровск: ЦНТТ «Импульс», 1991. – 27с.

3. Панков П.И. Повышение комплексности использования сырья на Иультинском ГОКе – Днепропетровск: ВНТО «Горное», 1991. – 31с.

УДК 622.7.765.2

© Донияров Н.А., Асроров А.А., Саттаров Г.С., Петухов О.Ф. 2016 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ КОНДИЦИОННЫХ ФОСКОНЦЕНТРАТОВ ИЗ ЗАБАЛАНСОВЫХ ФОСФОРИТОВЫХ РУД

Донияров Н.А., декан химико-металлургического факультета НГГИ, доц. канд. техн. наук; **Асроров А.А.**, преп. кафедры «Металлургия» НГГИ; **Саттаров Г.С.**, проф. кафедры «Техника и технологии добычи и переработки руд редких и радиоактивных металлов» НГГИ, докт. техн. наук; **Петухов О.Ф.**, начальник ГТЛ ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук

Maqolada past navli fosforit rudalaridan yuvish va karbonat-fosfat flotatsiyasi usullarini qo'llab konditsiyali fosforit konsentrati olish imkoniyati mavjudligi keltirilgan. Dastlabki ruda tarkibida P_2O_5 ning miqdori 12,7 % ni tashkil etib, boyitish jarayonlaridan so'ng uning miqdori 27,9 % gacha oshishi ko'rsatilgan.

Tayanch iboralar: *past navli fosforit rudasi, rudani yuvish, karbonat flotatsiyasi, fosforit flotatsiyasi, flotatsiya jarayonida qo'llaniladigan reagentlar,rudani kuydirish, boyitma, ochiq sikl.*

The article is dedicated to possible ways of producing conditioned phosphorite concentrates from low-grade phosphorite ores using the methods of buddling and carbon-pshophate flotation. As a result P_2O_5 content, after enrichment processes reached from 12,7 % in source material to 27,9 % in the concentrate

Key words: *low-grade phosphorite ores, buddling, carbon flotation, phosphorite plotation, flotation reactants, ore-roasting, concentrate, open cycle.*

Центрально-Кызылкумский район это крупнейший сырьевой источник фосфоритов (1,5 млрд. т P_2O_5), рациональное использование которых является актуальной задачей горно-металлургической отрасли. На месторождении выявлены шесть фосфоритовых пластов, из которых только два (I и II) имеют промышленное значение. Они тонкослоистые, выдержанные по мощности и имеют площадное распространение.

Технология получения фосконцентрата и фосмуки из первого и второго технологического класса руды включает в себя: горизонтальную отработку фосфоритовых пластов с помощью фрезерных комбайнов с посамосвальной сортировкой добытых руд радиометрическим способом, грохочение с целью отделения из исходной массы кусковатой составляющей крепких и мергелистых фосфоритов, промывка концентрата водой, обезвоживание, сушка, измельчение разделение крупной и мелкой фракции (фос.мука) воздушными сепараторами, обжиг продукта, получение товарной продукции. Содержание P_2O_5 в исходной товарной руде составляет 18-20 % (KSt 81-7621395-01:2003), в отмытом сушенном продукте 20-22% (TSh 81.–23:2011) в обожженном продукте (TSh 81.–22:2011) 28±1%. Фосфоритовая руда с содержанием P_2O_5 15-19%, является исходным сырьем для получения суперфосфата [1-4]. В работах [5-7] рассмотрены возможность получения кондиционного фосконцентрата из некондиционных фосфоритов.

Исследование состава руд. Пробы забалансовой фосфоритовой руды Джерой-Сардаринского месторождения были отобраны из забалансовых отвалов КФК. Поступившие пробы руды подвергались дроблению до класса - 2 mm на лабораторной щековой дробилке. После перемешивания дроблёной пробы и её квартования отбирались пробы для выполнения химического и спектрального анализов (табл. 1, 2). В дроблённой руде определялся грансостав с определением содержания и распределения P_2O_5, хлора CO_2 по классам крупности (табл. 3, 4).

Как видно из приведённых в табл. 3 и 4 результатов, концентрирование P_2O_5 происходит во фракции – 1,0 + 0,04 mm.

Исследование обогатимости руд. Исследования по обогащению забалансовых проб фосфоритов методом промывки проводились на дроблённых до класса + 1 mm пробах руды с применением лабораторной установки (чан), снабженной перемешивающим устройством, при соотношении Ж:Т– 2,5÷1,0 с использованием водопроводной воды. Температура пульпы составляла 25±2^{0}C, скорость перемешивания – 200 r/min, время перемешивания - 5 min. После отмывки в чане пульпу направляли на сита. Результаты представлены в табл. 5.

Таблица 1

Химический состав фосфоритовой руды

Номер пробы	Содержание компонентов, масс. %									
	P_2O_5	CaO	MgO	CO_2	F	Fe_2O_3	SO_3	Cl	HO	H_2O
Проба №1 I пласт	12,68	42,0	0,44	17,10	1,3	след	0,95	0,0235	9,4	1,23
Проба №2 II пласт	14,69	40,6	0,46	13,91	1,8	след	2,30	0,029	10,3	1,83

Результаты экспериментов по обогащению забалансовых фосфоритов с исходным содержанием P_2O_5 12.7–14.7% методом промывки дроблённой руды и последующей классификации, показывают возможность получения отмытого фосконцентрата, с содержанием P_2O_5 20,4–22,3%, отвечающего техническим условиям TSh 81.2–23:2006 «Фосконцентрат Ташкура (мытый сушёный)». При этом выход отмытого фосконцентрата составил 38,4 – 45,9%.

Обжиг отмытого фосконцентрата осуществлялся в лабораторной муфельной печи при постоянном перемешивании при температуре 930°C в течение 30 min. Данная операция необходима для разложения карбонатов. Результаты исследований по обжигу концентрата представлены в табл. 6.

Из табл. 6 следует, что при обжиге отмытых фосконцентратов содержание P_2O_5 в обожжённом фосконцентрате возросло до 23.4 – 25,1%. Однако полученные обожжённые фосконцентраты не соответствуют техническим условиям TSh 81.2 -- 22:2006 «Фосконцентрат Ташкура (мытый обожжённый)», согласно которым содержание P_2O_5 должно находиться в пределах 28±1%. Что касается хлора и CO_2, то по этим компонентам обожженный фосконцентрат удовлетворяет требованиям TSh 81.2 – 22:2006.

Химическое обогащение карбонатсодержащих продуктов, в том числе и фосфоритов, предполагает разложение карбонатов растворами хлорида или нитрата аммония по реакции:

$$CaCO_3 + 2NH_4NO_3 = Ca(NO_3)_2 + CO_2 + (NH_4)_2CO_3.$$

По данным [3-4] процесс ведут при температуре 90-100^{0}C в течение 5-6 h.

Для проведения опытов по химическому обогащению из полученных после промывки концентратов готовили пульпу с Т:Ж=1:3 с концентрацией NH_4NO_3 в жидкой фазе 20%. Опыт проводили при непрерывном перемешивании при температуре 90-92°C в течение 5 h. По мере испарения жидкости уровень доводили до метки водой. По окончании опыта пульпу отфильтровывали под вакуумом. Осадок на фильтре несколько раз промывали горячей водой, просушивали на воздухе, затем в сушильном шкафу при температуре 95-100°C до постоянной массы. Результаты даны в табл. 7.

Из результатов табл.7 следует, что в результате химического обогащения отмытых фосконцентратов нитратом аммония при нагревании до 90°C обогащения практически не произошло.

Флотационное обогащение. Для проведения опытов использовались пробы отмытых фосконцентратов. Перед флотацией пробы измельчались до 65 % класса – 0,074 mm. В качестве реагента-собирателя карбонатных минералов использовался соапсток (отход Каттакурганского масложирового комбината), растворенный в слабокислом растворе pH 4,5 – 5,0 (pH среды регулировался азотной кислотой). Соапсток - натриевые соли жирных кислот, являющиеся производственным отходом масложировой промышленности. Характеристика соапстока представлена в табл. 8.

Лабораторные опыты по карбонатной флотации проводились в открытом цикле на лабораторной флотомашине с емкостью камеры 3,0 l. Продолжительность флотации 10 min. Схема карбонатной флотации представлена на рис. 1. В табл. 9 представлены данные опытов по карбонатной флотации.

Таблица 2

Результаты спектрального анализа фосфоритовых проб руды

Номер пробы	Содержание элементов, в x10^{-3}, %																
	Ag	Cu	Pb	Zn	Co	Ni	Cr	Mn	V	Ti	Mo	U	Ib	I	Ga	P	Sr
№1	<0,1	2,0	1,0	20,0	0,5	5,0	20,0	50,0	2,0	10,0	0,2	0,05	1,0	10,0	0,2	>3,0%	50,0
№2	0,1	2,0	1,0	10,0	1,0	110,0	10,0	20,0	2,0	20,0	0,2	0,06	1,0	10,0	0,5	>3,0%	50,0

Таблица 3

Результаты ситового анализа дроблённой руды (проба №1)

Классы крупности, мм	Выход классов крупности, %	Содержание в классе крупности, %			Распределение по классам крупности, %		
		P_2O_5	Хлор	CO_2	P_2O_5	Хлор	CO_2
+2,0	0,90	10,9	0,019	25,3	0,8	0,7	1,2
-2,0 + 1,0	7,50	13,8	0,020	22,6	8,0	6,4	9,9
-1,0 + 0,5	4,90	18,4	0,021	13,8	7,0	4,4	4,1
-05 + 0,315	2,70	18,1	0,024	17,1	3,8	2,8	2,9
-0,315 + 0,1	16,80	21,4	0,024	13,2	27,8	17,2	12,9
-0,1 + 0,063	9,10	22,0	0,024	13,2	15,5	9,3	7,0
-0,063 + 0,04	4,90	16,4	0,024	18,2	6,2	5,0	5,3
-0,04 + 0,02	17,60	8,9	0,024	18,2	12,2	17,9	18,7
-0,02	35,60	6,8	0,024	18,2	18,7	36,3	38,0
Итого	100,0	12,68	0,0235	17,1	100,0	100,0	100,0

Таблица 4

Результаты ситового анализа дроблённой руды (проба №2)

Классы крупности, мм	Выход классов крупности, %	Содержание в классе крупности, %			Распределение по классам крупности, %		
		P_2O_5	Хлор	CO_2	P_2O_5	Хлор	CO_2
+2,0	1,4	8,5	0,027	16,6	0,8	1,3%	1,7
-2,0 + 1,0	9,4	10,5	0,024	18,7	6,7	7,7%	12,6
-1,0 + 0,5	4,5	15,3	0,024	15,4	4,7	3,7%	5,0
-05 + 0,315	3,2	16,9	0,026	14,9	3,7	2,8%	3,4
-0,315 + 0,1	24,6	25,3	0,031	9,9	42,4	25,9%	17,5
-0,1 + 0,063	7,2	23,3	0,032	9,4	11,4	7,8%	4,9
-0,063 + 0,04	3,9	19,2	0,031	14,9	5,1	4,1%	4,2
-0,04 + 0,02	15,1	9,1	0,03	15,4	9,4	15,4%	16,7
-0,02	30,7	7,6	0,03	15,4	15,9	31,3%	34,0
Итого	100,0	14,69	0,029	13,91	100,0	100,0	100,0

Таблица 5

Баланс по обогащению P_2O_5 методом промывки руды и последующей классификации

Номер пробы	Наименование продуктов	Выход, %	Содержание P_2O_5, %	Извлечение P_2O_5,%
№1	Отмытый фосконцентрат (фракция – 1,0 + 0,04 mm)	38,4	20,4	61.8
	Фракция +1mm	8,4	10,3	6.8
	Отвальные хвосты	53,2	7,5	31.4
	Исходная руда	100,0	12,68	100,0
№2	Отмытый фосконцентрат (фракция – 1,0 + 0,04 mm)	45,9	22,3	69,7
	Фракция +1 mm	10,8	10,1	7,4
	Отвальные хвосты	43,3	7,8	22,9
	Исходная руда	100,0	14,69	100,0

Как видно из результатов табл. 11, в результате карбонатной флотации обогащения полученного концентрата по P_2O_5 содержание P_2O_5 повышается всего на 2%, при выходе 68-69%.

Таблица 6

Результаты обжига отмытого фосконцентрата

№ проб	Содержание элементов в отмытом фосконцентрате, %			Содержание элементов в обожжённом фосконцентрате, %			Выход,%
	P_2O_5	хлор	CO_2	P_2O_5	хлор	CO_2	
№1	20,4	0,016	16,3	23,4	0,011	0,99	89,7
№2	22,3	0,019	12,1	25,1	0,009	0,88	90,0

Таблица 7

Результаты химического обогащения отмытых проб фосконцентратов

№ проб	Содержание элементов в отмытом фосконцентрате, %			Содержание элементов в обожжённом фосконцентрате, %			Выход,%
	P_2O_5	хлор	CO_2	P_2O_5	хлор	CO_2	
№1	20,4	0,016	16,3	23,4	0,011	0,99	89,7
№2	22,3	0,019	12,1	25,1	0,009	0,88	90,0

Таблица 8

Состав соапстока

Состав	Содержание, %
Жирность (общий жир)	40-61
В т.ч. нейтральный жир	23-28
Нежировые вещества (госсипол)	3,0-12,5
Неомыляемые вещества	2,0-2,7
Фосфорсодержащие вещества	0,8-1,0
Внешний вид и цвет	Коричневый мазеобразный
Кислотное число	71-100 kg/KOH
Растворимость в ацетоне	80

Рис. 1. Схема карбонатной флотации.

Фосфоритовая флотация. Фосфоритовая флотация проводилась в открытом цикле с использованием концентратов карбонатной флотации. В качестве реагента-собирателя для фосфатных минералов использовался олеат натрия. По литературным данным известно, что фосфатные минералы флотируются в щелочной среде. Для регулирования pH среды в процессе фосфоритовой флотации добавляли CaO до pH=8,0-8,5. Продолжительность флотации 10 min.

Схема фосфоритовой флотации представлена на рис. 2. Результаты опытов приведены в табл. 10.

Как видно из результатов табл. 10, во флотоконцентрате, полученном из пробы № 1, содержание

Таблица 9

Результаты опытов по карбонатной флотации отмытого фосконцентрата

№ пробы	Наименование продукта	Выход, %	Содержание P_2O_5, %	Извлечение P_2O_5, %
№1	Пенный продукт (хвосты)	31,0	16,4	24,9
	Камерный продукт (концентрат)	69,0	22,2	75,1
	Исходный отмытый фосконцентрат	100,0	20,4	100,0
№2	Пенный продукт (хвосты)	32,0	16,8	24,1
	Камерный продукт (концентрат)	68,0	24,9	75,9
	Исходный отмытый фосконцентрат	100,0	22,3	100,0

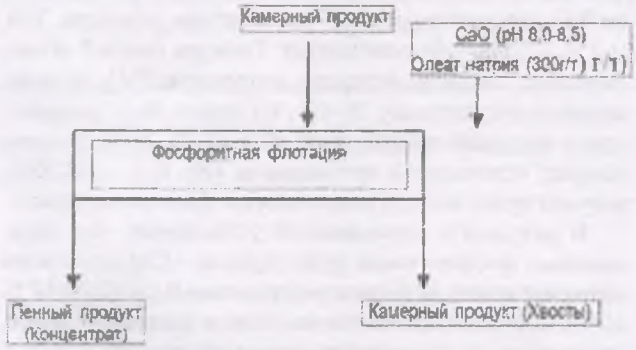


Рис. 2. Схема фосфоритовой флотации камерного продукта (концентрата) карбонатной флотации.

Таблица 10

Результаты опытов фосфоритной флотации

№ пробы	Наименование продукта	Выход, %	Содержание P_2O_5, %	Извлечение P_2O_5, %
№1	Концентрат	58,1	25.1	65.6
	Хвосты	41,9	18,3	34,4
	Исходный концентрат карбонатной флотации	100,0	22,2	100,0
№2	Концентрат	58,6	27.8	65.4
	Хвосты	41,7	20,7	34,6
	Исходный концентрат карбонатной флотации	100,0	24.9	100,0

P_2O_5 составило 25,1%, извлечение P_2O_5 в концентрат 65,6 %, выход флотоконцентрата – 25,1%. Во флотоконцентрате, полученном из пробы № 2, содержание P_2O_5 составило 27,8%, извлечение P_2O_5 в концентрат 65,4%, выход флотоконцентрата – 27,8%.

Таким образом, в результате проведенных исследований по схеме карбонатной флотации в открытом цикле с последующей фосфоритовой флотацией, удалось получить из пробы № 2 концентрат с содержанием P_2O_5, соответствующий техническим условиям TSh 81.2 – 22:2006 «Фосконцентрат Ташкура (мытый обожжённый)», согласно которому содержание P_2O_5 должно находиться в пределах 28±1%. Из пробы № 1 (содержание P_2O_5 в исходной забалансовой руде 12,7%) флотоконцентрат получен с содержанием P_2O_5 25,1%,

что не соответствует техническим условиям TSh 81.2–22:2006. Для получения фосконцентрата, отвечающего TSh 81.2–22:2006, флотоконцентрат из пробы № 1 был обожжён. Результаты представлены в табл. 11.

Как видно из результатов табл.11, обжиг флотоконцентрата с содержанием P_2O_5 25,1% позволил получить обожжённый концентрат с содержанием P_2O_5 27,9%, который удовлетворяет техническим условиям TSh 81.2–22:2006 «Фосконцентрат Ташкура (мытый обожжённый)», согласно которому содержание P_2O_5 должно находиться в пределах 28±1%.

Результаты технологических исследований по обогащению бедных, забалансовых руд Джерой - Сардаринского месторождения приведены в табл. 12.

Из пробы № 2, содержащей в исходной забалансовой руде 14,7% P_2O_5, получен флотоконцентрат с содержанием P_2O_5, соответствующий техническим условиям TSh 81.2 – 22:2006 «Фосконцентрат Ташкура (мытый обожжённый)», согласно которому содержание P_2O_5 должно находиться в пределах 28±1%. Из пробы № 1, содержащей в исходной забалансовой руде 12,7% P_2O_5, фосконцентрат, отвечающий требованиям TSh 81.2 – 22:2006, получен путём последующего обжига флотоконцентрата.

В результате исследований установлено, что забалансовые фосфоритовые руды Джерой – Сардаринского месторождения с исходным содержанием P_2O_5 12,7-14,7 % могут являться сырьём для получения фосконцентратов, отвечающих требованиям технических условий.

Методом промывки дроблённой забалансовой руды и последующей классификации показана возможность получения фосконцентратов с содержанием 20,4 – 22,3% P_2O_5, отвечающих техническим условиям TSh 81.2 – 23:2006 «Фосконцентрат Ташкура (мытый сушёный)». При этом выход фосконцентратов составил 38,4 – 45,9%.

Методом карбонатно-фосфатной флотации отмытого и измельчённого фосконцентрата показана возможность получения флотоконцентрата с содержанием 27,8% P_2O_5, соответствующего техническим условиям TSh 81.2 – 22:2006 «Фосконцентрат Ташкура (мытый обожжённый)», согласно которому содержание P_2O_5 должно находиться в пределах 28±1%. При этом содержание P_2O_5 в исходной забалансовой руде должно быть не менее 14,7%.

При содержании в исходной забалансовой руде 12,7% P_2O_5 методом карбонатно – фосфатной флотации отмытого и измельчённого фосконцентрата и последующего обжига флотоконцентрата (25,1% P_2O_5) показана возможность получения обожжённого фосконцентрата с содержанием 27,9% P_2O_5, соответствующего техническим условиям TSh 81.2 – 22:2006 «Фосконцентрат Ташкура (мытый обожжённый)».

Таблица 11

Результаты обжига флотоконцентрата

№ проб	Содержание во флотоконцентрате, %			Содержание элементов после обжига, %			Выход, %
	P_2O_5	хлор	CO_2	P_2O_5	хлор	CO_2	
№1	25,1	0,016	17,5	27,9	0,011	1,0	90,0
№2	27,8	0,011	14,3	30,8	0,009	1,1	90,0

Таблица 12

Результаты обогащения бедных руд (усредненный результат из 2-х проб)

№ п.п.	Наименование операции	Содержание элементов, %			Соответствие, ТУ
		P_2O_5	хлор	CO_2	
1	Содержание в исходной руде: усредненная проба	13,5	0,024	15,5	Забалансовая руда
2	Обогащение дроблённой до класса - 2 mm руды методом промывки и последующей классификации с выделение классов крупности -1,0 mm +0,04 mm	21,3	0,017	14,2	TSh 81.2 – 23:2006 «Фосконцентрат Ташкура (мытый сушёный)» P_2O_5 = 21±1 %.
3	Концентрат после химического обогащения концентратов промывки с помощью NH_4NO_3	23,15	0,012	11,4	не соответствуют TSh 81.2 – 22:2006 «Фосконцентрат Ташкура (мытый обожжённый)», P_2O_5 = 28±1 %.
4.	Кек обжига отмытых фосконцентратов	24,3	0,01	0,94	не соответствуют TSh 81.2 – 22:2006
5.	Флотоконцентрат полученный в результате карбонатно-фосфатной флотации отмытых фосконцентратов	26,4	0,014	16,1	не соответствуют TSh 81.2 – 22:2006
6.	Кек обжига флотоконцент-рата полученного методом карбонатно-фосфатной флотации отмытых фосконцентратов	28,5	0,008	0,8	соответствует TSh 81.2 – 22:2006

Библиографический список

1. Штвер В.К. Поэтапное освоение месторождения фосфоритов // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2009. – №2.

2. Федянин С.Н. Анализ технологий добычи и обогащения привлекательных для отработки участков месторождения фосфоритов Джерой-Сардара // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2008. – №2.

3. Черняк А.С. Химическое обогащение руд. – М.: Недра, 1976. – С. 82-84.

4. Позин М.Е. Технология минеральных солей. – М.: Химия, 1974. – Т. 2.

5. Абдурахманов С.А., Абдурахманов Э., Донияров Н.А. Обесшламливание низкосортных фосфоритовых руд Джерой - Сардара // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2009. – №1.

6. Донияров Н., Саттаров Г С., Абдурахманов Э. Агротехнические возможности полученных удобрений при обогащении бедных фосфоритовых руд // Горный вестник Узбекистана – Навои, 2012. – №4. – С. 61-67.

7. Донияров Н., Абдурахманов Э., Саттаров Г.С., Абдурахманов С.А. Исследование возможности попутного извлечения ценных компонентов из фосфоритовых руд // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2013. – №1. – С.60-66.

УДК 622.7:08+622.755+622.775

© Эрназаров М., Самадов А.У. 2016 г.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СТЕПЕНИ РЕГЕНЕРАЦИИ ФТОРИСТОГО АММОНИЯ

Эрназаров М., начальник Научно-исследовательской лаборатории обогащения и гидрометаллургии ГУП «O'zGEORANGMETLITI», канд. техн. наук; **Самадов А.У.,** доцент кафедры «Металлургия» ТашГТУ, канд. техн. наук

Geksoftor ammoniy silikati ajralish jarayonida hosil bo'lgan ftorli ammoniy regeneratsiya darajasini aniqlash uchun jarayonning moddiy balansi tuzilgan, uning asosida kremniy dioksidini ishlab chiqish uchun texnologik sxema taklif qilingan.

Tayanch iboralar: *regeneratsiya darajasi, ammoniy silikati, balans, texnologik sxema, moddaning molekulyar vazni, ammiak eritmasi, kremniy dioksidi.*

The technological scheme of silicon dioxide was proposed on the basis of process material balance which is made to determine the degree of regeneration of the ammonium fluoride formed during isolation of hexofluorine ammonium silicate.

Key words: *regeneration rate, ammonium silicate, balance, technological scheme, molecular weight of substances, ammonia solution, silicon dioxide.*

Для определения степени регенерации фтористого аммония образовавшегося в процессе выделения гексофтора силиката аммония (ГФСА) составлен материальный баланс процесса отделения [1] представленный в табл. 1.

В табл. 2 приведены молекулярные веса используемых и образующих веществ, в процессе протекания реакции.

$$(NH_4)_2SiF_6 + 4NH_4OH = SiO_2 + 6NH_4F + 2H_2O.$$

(1)

178 4x35 60 6x37 2x18.

Определяем количество воды необходимое для растворения NH_4F (в 100 g воды при 25^{0}C растворяется 85 g NH_4F) [2].

261,17+222=483,17 ml.

Необходимое количество аммиака для реакции X_1=184x140/178=144,7 ml при 100 % концентрации.

При 15% аммиака необходимо:

X_{12}=100x144,7/15=964,6 ml (g).

Таблица 1

Материальный баланс процесса отделения ГФСА

Наименование	Приход, kg	Наименование	Расход, kg
хвосты	100	$(NH_4)_2SiF_6$	187,8
кварц	63,3	NH_3	71,7
вода	2	вода	38 +2
NH_4F	234,2		
прочие	34,7	прочие	34,7
Всего:	334,2	Всего:	334,2

Таблица 2

Молекулярные веса используемых и образующих веществ

Наименование	Молекулярный вес
$(NH_4)_2SiF_6$	178
NH_4OH	35
NH_4F	37
SiO_2	60
NH_3	17
H_2O	18
NH_4HF	57
$NH_4HF \cdot H_2O$	75

Брали 100 g навески ГФСА. концентрация аммиака соответствует 24%, для проведения реакции необходим 24% раствор аммиака

140 - X

24 – 100;

X_3= 583,3 ml.

В нашем случае используется 15% раствор аммиака. Необходимое количество аммиака для 178 g равно X=933,4 ml, для 100 g необходимо:

178 - 933,3 g

100 – X;

X= 524,3 ml

Для полного проведения реакций на 100 g $(NH_4)_2SiF_6$ необходим 24% раствор аммиака

178 - 583,3 ml

100 – X;

X = 325,88 ml

Значит, для полного проведения реакций необходимо 325,8 ml 24% раствора аммиака, при использовании 15% раствора 524,3 ml аммиака.

При этом, в растворе содержание NH_4F равно:

X_2=184x222/179=228,2 g

Согласно реакции образуется вода в количестве X_3=37,2 g

Общее количество воды составляет:

964,6 - 144,7 =819,9 ml

819,9 + 37,2 =857,1 ml

При этом образуется SiO_2, X_4 = 62,02 g

В табл. 3 приведен материальный баланс получения диоксида кремния.

При фильтровании образовавшегося оксида кремния мы получим осадок с 10% влагой 62,02+6,202 = 68,222 g влажного осадка.

Таблица 3

Материальный баланс получения диоксида кремния

Наименование	Приход, kg	Наименование	Расход, kg
15 % NH_4OH	964,6	H_2O	857,1
$(NH_4)_2SiF_6$	184	NH_4F	228,2
		SiO_2	62,2
Всего	1148,6	Всего	1147,32

Концентрация водного раствора NH_4F будет 228,2+857,1=1085,3.

[c] = 100x228,2 /1085,3 = 21,147 = 21,2 %.

Выпаривание водных растворов NH_4F приводит к его разложению. Температура кипения и состав растворов постоянно меняется. Даже в конце выпаривания концентрат, кроме NH_4HF_2, содержит NH_4F и H_2O. Полное превращение и обезвоживание NH_4F соответствует полному выкипанию NH_4HF_2, то есть, не может быть достигнуто в ходе обычного выпаривания.

При обычных условиях плотность NH_4F равна 1,002 g/sm^3.

Плавление NH_4F возможно только под давлением (в области низких давлений точка плавления близка к 240^{0}C). При нагревании в обычных условиях он разлагается по уравнению:

$$2NH_4F(кр.) \rightarrow NH_4HF_2\,(кр.)+NH_3\,(g) \quad (2)$$

2x37=74 57 17

При выпаривании раствора мы получим бифторид аммония в виде моногидрата

$$2NH_4F+H_2O \rightarrow NH_4F*HF+NH_3+H_2O \quad (3)$$

74 18 75 17

Поскольку в нашем растворе содержание NH_4F равно 228,2 g из него получим 231,28 соль в виде моногидрата. Количества воды в полученной соли равно 55,5 ml.

Необходимое количество упариваемой воды:

850,9 -55,5=795,4 ml.

Количество аммиака, который образовался при получении соли равно 52,42 ml. Материальный баланс получения бифторида аммония представлен в табл. 4.

Полученный бифторид аммония используется для повторного фторирования.

Определение выхода диоксида кремния. При этом воспользуемся выше приведенным уравнением. В результате взаимодействия раствора гексафторосиликата аммония с аммиачной водой образуется диоксид кремния. Для более полного протекания процесса необходимо перемешивание.

При проведении опытов применен 15% аммиачный раствор с плотностью 0,9390 g/sm^3, расход которого составляет 524,3 ml 15% раствора аммиака на 100 g гексафторосиликата аммония. Перемешивают 1 h, после чего фильтруют, осадок промывают трижды по 100 ml, и промывные воды смешивают с фильтратом. Осадок сушат при 150^{0}C и прокаливают при 700^{0}C, после охлаждения взвешивают. Результаты представлены в табл. 5.

На основании проведенных исследований и расчетов составлен материальный баланс предложенной технологической схемы, который представлен на рис. 1.

Таблица 4

Материальный баланс получения бифторида аммония

Наименование	Приход, kg	Наименование	Расход, kg
NH_4F	228,2	$NH_4F*HF*H_2O$	231,28
H_2O	850,9	H_2O	795,4
		NH_4	52,42
Итого:	1079,1	Итого:	1079,1

Таблица 5

Экспериментальные определения выхода диоксида кремния

Наименование	Опыты				
	1	2	3	4	5
$(NH_4)_2SiF_6$, g	100	100	100	100	100
SiO_2, g	34	35	33,7	34	34

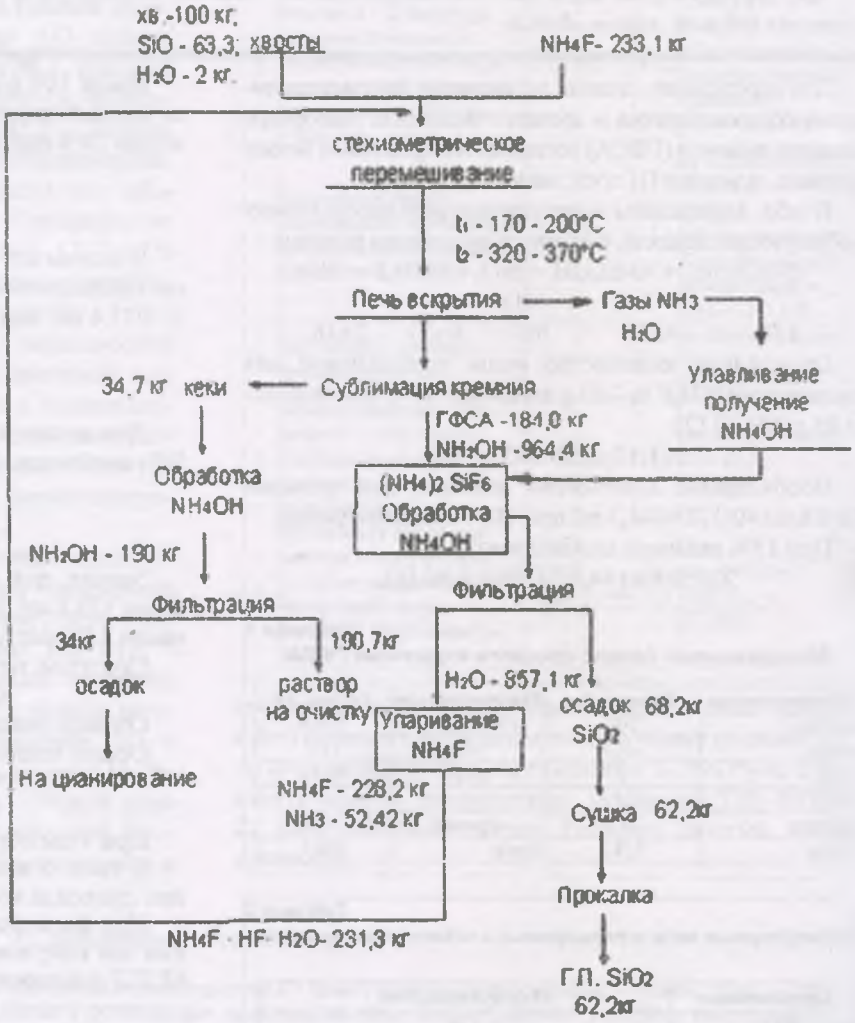


Рис. 1. Материальный баланс предложенной технологической схемы.

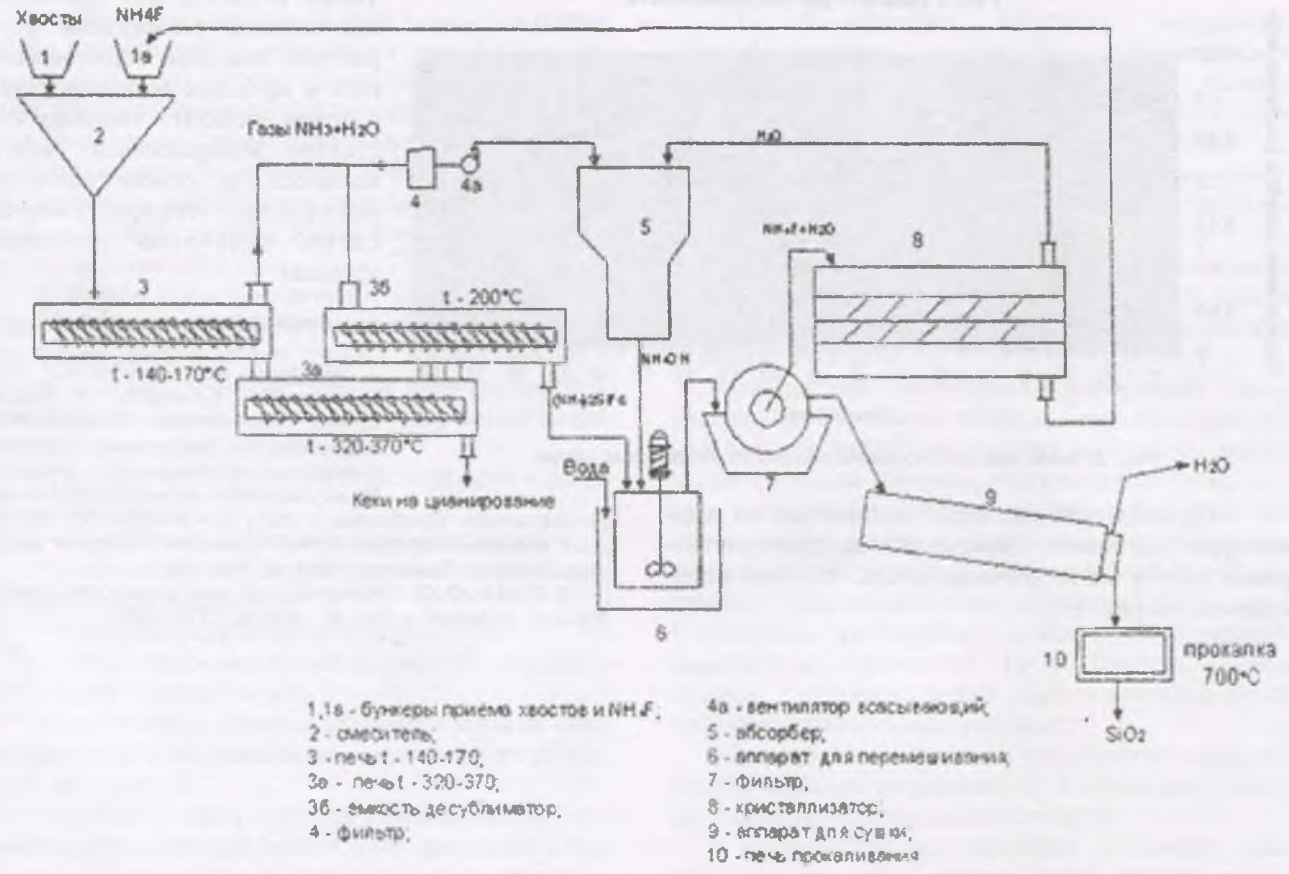


Рис. 2. Аппаратурная схема переработки хвостов ЗИФ с использованием фтороаммонийной технологии.

Лабораторные исследования проводились на специально изготовленной установке для обескремнивания исследуемого объекта (рис. 1) и собрана аппаратурная схема переработки хвостов золотоизвлекательных фабрик (ЗИФ) с использованием фтороаммонийной технологии (рис. 2).

Цианирование вторичных кеков. Данный продукт после обескремневания подвергался цианированию с целью выделения из него драгметаллов.

Сущность процесса цианирования заключается в том, что измельченный рудный материал, содержащий золото, приводится в соприкосновение с раствором цианида натрия, под действием которого золото из руды переходит в раствор. В присутствии кислорода растворение протекает по следующей реакции:

$$2Au + 4\,NaCN + O_2 + 2H_2O = 2NaAu(CN)_2 + 2NaOH + H_2O \quad (4)$$

$$Na\,Au(CN)_2 \leftrightarrow Na^+ + \{Au(CN)_2\}^- \quad (5)$$

Опыты по цианированию вторичных кеков проведены в лаборатории Чадакской ЗИФ, в склянках с перемешивателем закрытого типа емкостью 0,75 l. Концентрацию цианистого натрия и защитной щелочи определяли титрованием раствора азотнокислого серебра в присутствии индикаторов. Перемешивание осуществляли на механической мешалке с подачей воздуха из компрессора.

Условия проведения цианирования кеков: навеска 100 g, отношение Т:Ж - 1:2, концентрация цианида 0,4%, остаточная концентрация извести (по CaOH) 0,02%, продолжительность цианирования 18 h.

Из-за отсутствия ламп предназначенных для определения содержания серебра данные по серебру в растворах отсутствуют. Результаты цианирования вторичных кеков приведены в табл. 6.

Таблица 6

Результаты цианирования вторичных кеков

Проба № 1					
Наименование продукта	**Вес, g, ml**	**Содержание Au, g/t**	**Содержание Ag, g/t**	**Извлечение Au, %**	**Извлечение Ag, %**
исходная	100	1,2	13,0	99,9	99,9
кек, g/t	100	сл	сл	99	99
раствор, mg/l		0,29			
Проба № 2					
Наименование продукта	**Вес, g, ml**	**Содержание Au, g/t**	**Содержание Ag, g/t**	**Извлечение Au, %**	**Извлечение Ag, %**
исходная	100	1,2	17,0	99,9	99,9
кек, g/t	100	сл	сл	99	99
раствор, mg/l		0,26			

Рис. 3 Кинетика растворения золота

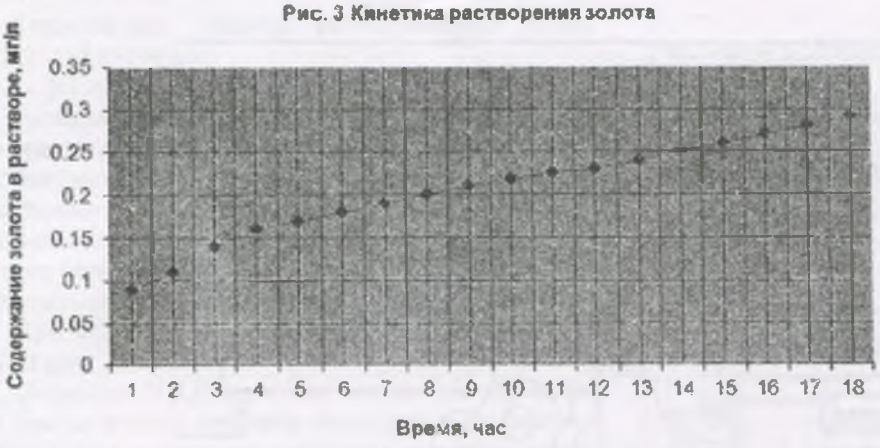


Рис. 3. Кинетика растворения золота из вторичных кеков.

Проводя анализы через каждый час по жидкой фазе для золота, определяли кинетику растворения золота из вторичных кеков, которая представлена на рис. 3.

Таким образом, для определения степени регенерации фтористого аммония образовавшегося в процессе выделения гексофтора силиката аммония составлен материальный баланс процесса, на основе которого предложена технологическая схема получения диоксида кремния.

Библиографический список

1. Эрназаров М., Самадов А.У., Раимжанов Б.Р., Санакулов У.К. Разработка технологии комплексной переработки хвостовых отвалов золотоизвлекательных фабрик. Международная научно-техническая конференция "Проблемы и пути инновационного развития горно-металлургической отрасли". Сборник научных статей. Ташкент, 2014, С. 156-159.

2. Лурье Ю.Ю. Справочник по аналитической химии. 5-е изд. перераб. и доп. М.: Химия, 1979.-480с.

УДК 550.343

© Шукуров З.Ф. 2016 г.

ИСТОРИЯ РАЗВИТИЯ GPS СЕТИ В УЗБЕКИСТАНЕ И ЕЁ РОЛЬ В ИССЛЕДОВАНИИ ПРОБЛЕМЫ ПРОГНОЗА ЗЕМЛЕТРЯСЕНИЙ НА ОСНОВЕ ИЗУЧЕНИЯ ДЕФОРМАЦИИ ЗЕМНОЙ КОРЫ

Шукуров З.Ф., младший научный сотрудник Института сейсмологии АН РУз

Maqolada O'zbekistondagi GPS tizimining rivojlanish tarixi va ularni yer qobig'idagi deformatsiyalarni o'rganish asosida zilzilalarni prognoz qilishdagi muammolarini tadqiq qilish keltirilgan. Geodezik usullar bilan geodinamik izlanishlar olib borishning keima-ketligi keltirilgan, qaysiki geodezik va seysmoprognoz baholash uchun ma'lumotliligi yuqori bo'lishi mumkin bo'lgan. Bundan tashqari Chotqol-Qurama tog' zonalarining GPS analiz bo'yicha o'rtacha yillik gorizontal siljishining vektorli maydoni keltirilgan.

Tayanch iboralar: *Zamonaviy harakat, GPS tizimi, surilish, deformatsiya, yer yorig'i, zilzilalar, kosmogeodeziya, nivelir tizimi, magnituda.*

The article presents the history of the GPS network in Uzbekistan and its role in the study of the problem of earthquake prediction by studying the earth's crustal deformation. The sequence of geodynamic studies by geodetic methods that may be most informative for geodetic and seismic estimates is suggested. In addition, the vector field of annual average horizontal movement by GPS analysis of Chatkal-Kurama mountain area is given.

Key words: *modern movement, GPS network, displacement, deformation, fracture, earthquake, space geodesy, leveling network, magnitude.*

Современные движения земной коры – это совместные перемещения и деформации земной коры, которые возникают за счет движения тектонических плит. Изучение современных геодинамических режимов земной коры – важнейшее направление геологии, геофизики, геодезии, сейсмологии и др. наук о Земле. Исследования современных движений земной коры ведутся в США, Японии, Китае, Германии, России и других странах мира.

В данной работе излагаются основные предпосылки и методология GPS измерений и современное состояние возможностей поиска предвестников, а также прогноза землетрясений на примере территории Узбекистана, базируясь на регулярные наблюдения за деформацией земной коры.

Известно, что для достижения этой цели необходимо изучение:

– геологического строения верхней части земной коры;

– современной структуры земной коры (новейшая и современная тектоника);

– глубинного строения литосферы;

– общих закономерностей проявления геофизических полей и сейсмичности;

– современных деформаций земной коры на основе наземных и дистанционных геодезических режимных наблюдений;

– особенностей проявления вертикальных и горизонтальных движений земной коры, связанных с природными техногенными разрушительными процессами и явлениями.

В сейсмоопасных регионах территории Узбекистана по этой тематике исследования начались с 1992 года и продолжаются в разных форматах и масштабах до сегодняшнего дня.

Территория Узбекистана, куда входят часть Тянь-Шаньского орогена и Туранской платформы по уровню развития сейсмотектонических процессов является достаточно непростой. Здесь и в далеком прошлом, и в настоящее время происходили и происходят сильные землетрясения, наносящие большой материальный и моральный ущерб, в том числе и с человеческими жертвами. Достаточно вспомнить Ташкентское землетрясение 26 апреля 1966 г. и его многочисленные (более 2000) повторные толчки, продолжавшиеся более 2-х лет; Газлийские 10-ти балльные землетрясения 1976 и 1984 годов; Назарбекское землетрясение 11 декабря 1980 г. и его афтершоки, продолжавшиеся более 5 лет и другие землетрясения, происшедшие в других районах Узбекистана. С позиции геодинамического развития регионов Средне Азиатская часть горных и платформенных сооружений находятся под непрерывным действием сдвигающих и скалывающих напряжений, которые в свою очередь создают смещение горных масс земной коры по направлениям действующих региональных и локальных главных напряжений. Поэтому необходимость анализа регулярных смещений земной коры, в том числе подразумевает и вопрос изучения их связи с уровнями сейсмичности регионов [1, 2].

А.Р. Ярмухамедов предлагал следующую последовательность проведения геодинамических исследований геодезическими методами, которая может являться наиболее информативной для геодезических и сейсмопрогностических оценок:

- исследование деформации земной коры с выявлением предвестниковых компонент перед сильными землетрясениями;

- исследование динамики вертикальных и горизонтальных смещений поверхностной части земной коры определяя места расположения сейсмически активных разломов;

- определение интенсивности деформации земной поверхности плейстосейстовых зон происшедших сильных землетрясений выделяя остаточные деформации и уточняя механизм очага землетрясений;

- выделение влияния компонент деформаций техногенного характера и выявление прогностических признаков возбужденных землетрясений в районах крупных гидротехнических комплексов (Чарвакская ГЭС) и в местах разработки и эксплуатации нефтегазоносных месторождений (Газли, Шуртан, Кандим, Зеварда, Кокдумалак и др.), расположенных в потенциально-сейсмоопасных районах;

- определение состояния современных движений земной коры для распознавания и возможности оценки углеводород содержащих структур;

- практическое использование результатов сейсмических и геодинамических исследований при создании, восстановлении и поддержании Государственной геодезической и нивелирной сетей, в том числе спутниковой;

- исследование современных вертикальных и горизонтальных движений земной коры на территории крупных городов, населенных пунктов и промышленных объектов, расположенных в районах повышенной сейсмической опасности;

- применение системы GPS локации, повышая точность и оперативность получаемых данных;

- организация контроля и восстановления геодезических сетей, деформированных в связи с сильными землетрясениями или интенсивными современными движениями земной коры.

В настоящем для реализации этой последовательности проведения современных геодинамических исследований в наиболее характерных в геодинамическом и сейсмическом отношении местах, геодезическими службами страны совместно со специалистами Института сейсмологии АН РУз созданы исследовательские геодинамические полигоны (ГДП), которые Таваксайское и Ферганское.

Исследования современных движений земной коры космогеодезическими методами возникли не на пустом месте. Долгое время изучение деформационных процессов осуществлялось с помощью светодальномерных наблюдений. В результате были сделаны важные выводы о связи геофизических парамет-

ров, наблюдаемых комплексом геофизических методов, с деформационными процессами и отражении в них хода накопления упругой энергии в различных частях земной коры. Но методы традиционной наземной геодезии, в том числе и лазерная светодальнометрия, имеют большие ограничения: они требуют прямой видимости между соседними наблюдаемыми пунктами, а измеряемые сети не могут быть достаточно большими. От этого недостатка свободна космическая геодезия. Ее преимущество заключается в том, что она позволяет проводить измерения в любых погодных и климатических условиях, в любое время суток. У нее нет ограничений на размер охватываемых территорий. Практически, это может быть и весь земной шар, а могут быть и различные небольшие участки на поверхности Земли [2].

Параллельно создавались две наблюдательные сети. Инициаторами одной из них, которую условно называют "немецкой", были ученые из Потсдамского Геоисследовательского центра (К. Райгбер), Научной станции и Опытно-методической электромагнитной экспедиции ОИВТ РАН (Ю.А. Трапезников), Инженерно-геологического и геоэкологического научного центра РАН (В.И. Макаров), Института астрономии РАН (С.К. Татевян), Института сейсмологии АН РУз (К.Н. Абдуллабеков, А.Р. Ярмухамедов). В работе принимали участие специалисты Института физики Земли РАН, Института сейсмологии НАН Кыргызстана, Института сейсмологии и Института астрономии АН Узбекистана, геодезические службы этих республик. Первые 40 пунктов располагались на территориях четырех центрально-азиатских республик: Киргизии, Казахстана, Узбекистана и Таджикистана, охватывая обширный регион. В основу сети была положена схема новейшей тектонической структуры Тянь-Шаня, составленная В.И. Макаровым и Л.И. Соловьевой, А.Р. Ярмухамедовым. В дальнейшем сеть была расширена до 90 пунктов, охватывая основную часть Тянь-Шаня, Тарима и северного Памира на площади примерно 1200x1800 km [1, 2].

Вторая сеть создавалась совместными усилиями ученых США, России, Киргизии, Казахстана и первоначально называлась "американской". Активное участие в ее создании приняли Ю.А. Трапезников, М. Гамбургер, Р. Рейлинжер, П. Молнар, Б. Хайгер, В.И. Макаров, Т.В. Гусева, П.В. Еремеев, Б.Н. Бакка, А.В. Миколайчук и многие другие. В отличие от "немецкой" эта сеть предполагала охват меньшей территории, но более плотное размещение пунктов наблюдений [1, 2].

Согласно программы выполнения проекта Памир-Тянь-Шань-Гималаи в Центральной Азии в июле-августе 1994 г. совместно со специалистами из Центра Исследования Земли (Потсдам, ФРГ), Института сейсмологии АН РУз, Управлений геодезии и картографии Узбекистана, Киргизии, Таджикистана было произведено расширение сети космогеодезических пунктов и проведен второй цикл высокоточных измерений координат. В Узбекистане заложены пункты Ангрен, Бешарык, Байсун и трансграничной зоне Кафирниган, Адрасман [1, 2]. Таким образом, на тот момент в Узбекистане существовало 14 космогеодезических пунктов сети GPS (рис. 1).

На рис. 1, показано расположение GPS-пунктов, на которых продолжаются циклы измерений. Наибо-

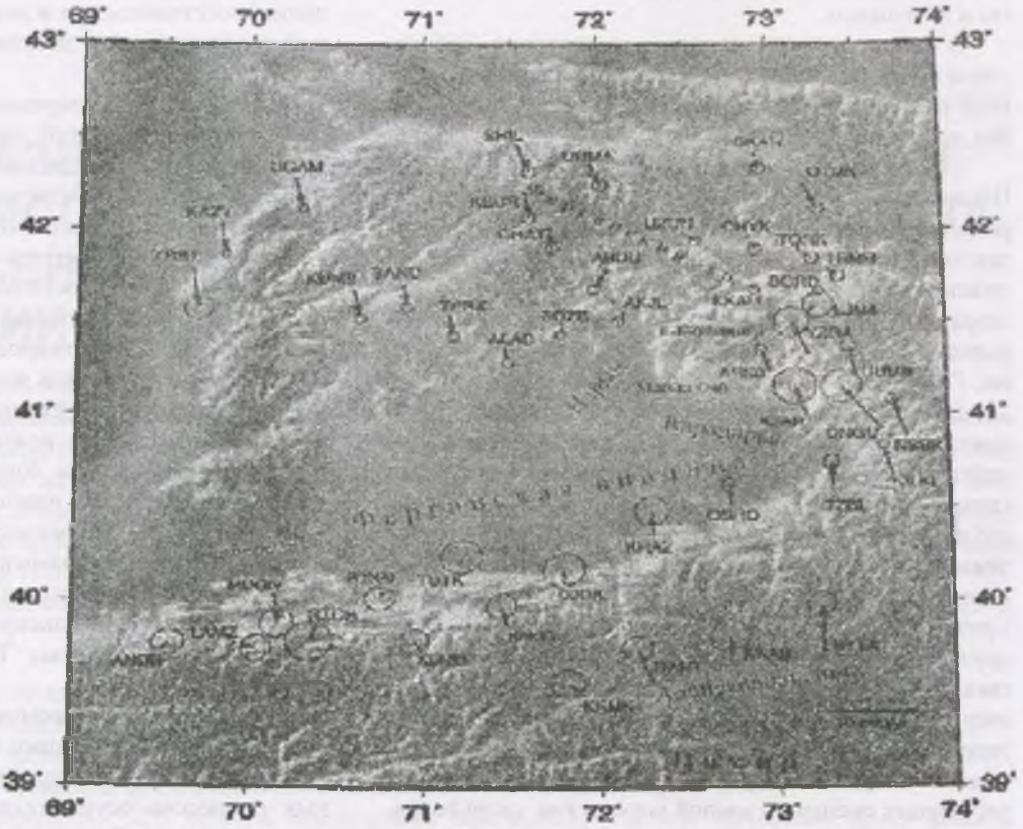


Рис. 1. Карта векторов скоростей пунктов Ферганского окружения в измененной системе отсчета GPS [3].

лее характерным результатом этих измерений является, то что впервые в Тянь-Шаньском орогене заложено комплексное измерение компонент векторов a{b,c,d} и обследованы горизонтальные движения.

На Таваксайском полигоне Института сейсмологии Академии наук Республики Узбекистан, где располагается пункт Чирчик, также осуществлялись непрерывные (21 d) измерения. Определялись координаты и высоты 10-ти геодезических реперов полигона, не входящих в сеть методом GPS [1, 2].

Результаты космогеодезических измерений по определению изменений координат отдельных пунктов за 1992-1994 гг. показали следующую предварительную тенденцию деформации земной коры Средней Азии:

Пункты, расположенные на восточном крыле Талассо-Ферганского разлома, испытали сдвиговые движения в различных направлениях. Три пункта сдвинуты в северо-западном направлении со скоростью до 2,5 mm/год, а один пункт в юго-западном направлении со скоростью до 4 mm/год. Следует указать, что движения в пунктах направлены против часовой стрелки, т.е. против сдвига по Талассо-Ферганскому разлому [2].

Увеличенная скорость движения пункта, расположенного западнее местности Сусамыр может быть связана с проявлением Сусамырского землетрясения 19 августа 1992 г. с M=7,2. Пункты, расположенные на западном крыле Талассо-Ферганского разлома, характеризуются скоростью до 10-12 mm/год, согласующейся с направлением правостороннего сдвига по Талассо-Ферганскому разлому. В Приташкентском районе, пункты Чирчик, Чардара сдвинуты в широтном и северо-западном направлениях со скоростью 5-6 mm/год. Пункты, расположенные в Южном Узбекистане сдвинуты в широтном и северо-восточном направлениях со скоростью до 8 mm/год [2].

Интенсивные деформации проявляются в зоне Талассо-Ферганского разлома. Отчетливая зона растяжения устанавливается по меридиану г. Бишкека. Северо-западнее г. Бишкека, в Ферганской долине также проявляются изолированные широтные зоны растяжения. Весьма отчетливо выявляется меридиональная (38°-40°) зона сжатия [2].

В окрестности широты 40° от меридиана 70° до 78° проявляются сдвиговые движения, указывающие на существование активного разлома. При этом в юго-восточном крыле Талассо-Ферганского разлома проявляется правостороннее движение, а на юго-западном - левостороннее. Исходя из выше приведенных фактов, могут быть сделаны следующие выводы:

- дифференцированные движения проявляются в зоне Талассо-Ферганского разлома;
- в отдельных блоках ограничивающиеся Талассо-Ферганским разломом намечаются разнонаправленные зоны, характеризующиеся напряжениями сжатия и растяжения;
- в зоне Южно-Тянь-Шаньского разлома проявляются разнонаправленные сдвиговые движения;
- на оконтуренных участках сжатия, растяжения и сдвигов могут быть проявлены разноранговые геодинамические процессы и явления (как глубинные, так и поверхностные), в том числе землетрясения [2].

В западном Тянь-Шане режимные измерения деформации земной коры выполняются с 1992 по настоящее время между разными геодезическими предприятиями и Институтами сейсмологии АН РУз. В 2011 году на Ферганской сейсмической станции установлена высокоточная GPS аппаратура, которая называется Leica 1200 (точность измерения по горизонтальной составляющей до 2 mm). Соответственно с 2014 года в обсерватории Янгибазара еще установле-

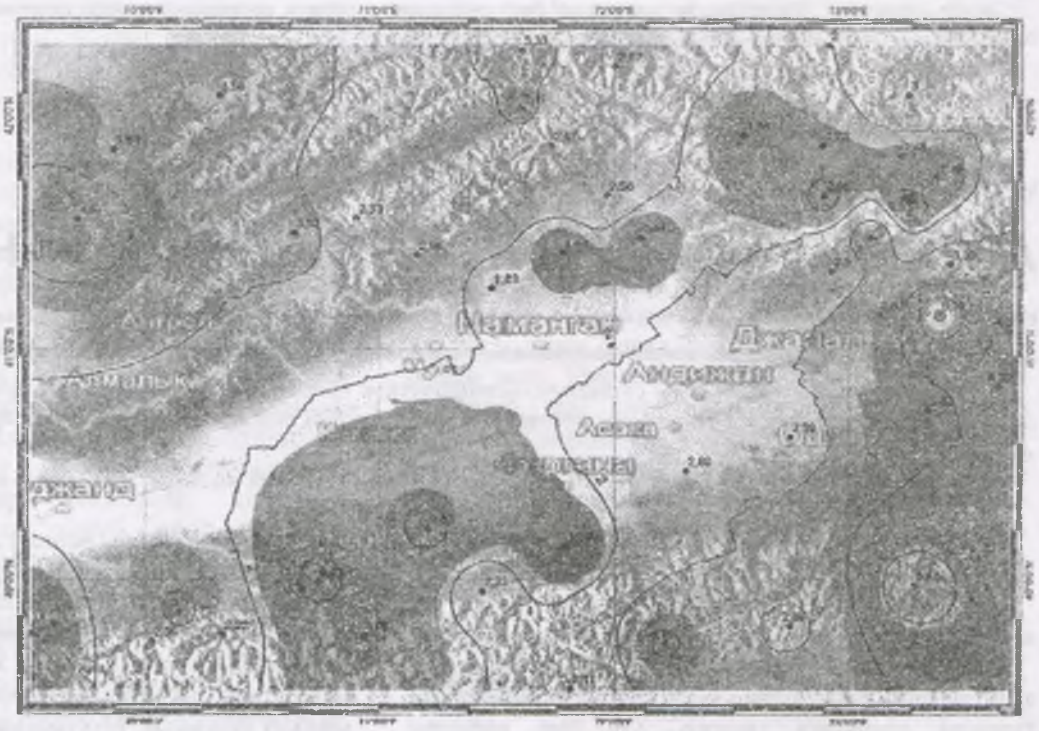


Рис. 1. Карта векторов скоростей пунктов Ферганского окружения в измененной системе отсчета GPS [3].

на стационарная GPS аппаратура. Две вышеприведённых станции расположены в Восточном Узбекистане и Китабская Международная широтная станция расположенная в Южном Узбекистане считаются опорными точками для GPS сети.

Учитывая вышеприведённые данные и используя сегодняшние данные GPS съемок определили средне годовое горизонтальное движение и построили карту горизонтального смещения (рис. 2.) для Чаткало-Кураминской горной зоны и отрогов территории.

Проведенные исследования можно считать шагом к приближенной количественной оценке деформаций Чаткало-Курамынской горной зоны Западного Тянь-Шаня и особенно Приташкентской сейсмогенной зоны, поскольку используются результаты съемок горизонтальных и вертикальных перемещений, наблюденных и измеренных высокоточными геодезическими приборами. Наблюденные данные обработаны и анализированы с применением GIS технологий.

Анализируя векторные поля современных движений по рис. 2. можем заметить, что региональное движение прямолинейно отражается в региональных частях блоков земной коры. В принципе они и находятся под тектоническим воздействием местных движений. На самом деле Индостанская плита двигается со скоростью 20 mm/год к Евроазиатской плите. В рисунке, оконтуренном с зелёным цветом это мало вырастающие зоны, эти зоны в основном расположены в Ферганской впадине и у них скорость горизонтальных движений составляет 1-2 mm/год. Жёлтым и оранжевым цветом подразумевается предгорный район Чаткало-Кураминских горных зон, их горизонтальная скорость составляет 2-4 mm/год. В горных районах горизонтальная скорость составляет 4-8 mm/год и может быть больше, на рис. 2 эти зоны приведены как фиолетовые и светло фиолетовые.

С 2010 года Институт сейсмологии эти работы продолжает и можно считать, что они дадут достаточно полноценную аналитическую информацию о современном состоянии движения земной коры, являющейся для решения задач прогноза землетрясений на основе изучения регулярных и аномальных деформаций земной коры.

Библиографический список

1. Абдуллабеков К.Н., Бакиев М.Х., Ярмухамедов А.Р, Рейгбер Х. Постановка и некоторые результаты космогеодезических исследований по изучению современных тектонических движений земной коры Республики Узбекистан // Теория и практика прогноза землетрясений на территории Тянь-Шаня: Тез, докл. Казахстанско- Китайского симпозиума. – Алматы, 1996. – С. 122-124.

2. Ярмухамедов А.Р., Ирушкин С.А. О современных горизонтальных движениях земной поверхности на Таваксайском полигоне в связи с сейсмичностью / Узб. геол. журн.1998, N 5, с.3-10.

3. Современная геодинамика и движения земной коры. Часть 3. http://www.gdirc.kg/files/libs/8.pdf.

4. Хамидов Х.Л., Шукуров З.Ф., Зиёмов Б.З., Фахриддинов Ж.Ф. Геодинамические оценки параметров GPS съемок и смещений для сейсмических событий в Западном Тянь-Шане. // Вестник НУУ. - 2014. -№ 1. С.

5. Шукуров З.Ф. Ер қобиғида замонавий деформацияни геодезик съёмкалар орқали аниқлаш усуллари. // Проблемы сейсмологии в Узбекистане - Ташкент: ИС АН РУз, 2013. -№10.-Б.63-67.

УДК 9(575.1)

© Қаршиев Р.М. 2016 й.

АЖДОДЛАРИМИЗНИНГ ҲАРБИЙ ЖАНГ САНЪАТИ

Қаршиев Р.М., НавДПИ «Тарих ўқитиш методикаси» кафедраси мудири, тарих фанлари номзоди, доцент

В статье проанализированы социально-исторические предпосылки возникновения военного искусства народа Узбекистана, а также раскрыты этапы развития боевой тактики и снаряжений при формировании военных сил.

Ключевые слова: *армия, независимость, храбрость, враг, археология, наследие, меч, битва, военное искусство.*

The paper analyzes the social and historical background of the emergence of the military art of Uzbekistan people, but also discloses the stages of development of combat tactics and equipment in the formation of the military forces.

Key words: *army, independence, courage, enemy, archeology, heritage, sword, battle, military art.*

Тарихда қандай давлат бўлмасин ўз ҳудудларининг яхлитлигини сақлаб колиш учун ўзининг ўғлонларидан тузилган армиясига таянган. Ҳар бир халкнинг оиласида ўғил фарзанд туғилса Ватан ҳимоячиси, авлод давомчиси деб қаралган. Ўрта Осиё, жумладан, хозирги Ўзбекистон ҳудудида яшаган халклар ўзининг ҳарбий маҳорати, содик ва мард жангчи эканлиги билан дунёга машҳур бўлганлар. Мустакиллик йилларида бу азалий кадриятларимиз тикланишининг бир кўриниши бўлган замонавий армияга асос солинди. Энг асосийси

бугунги тинч, доруломон кунларимизнинг энг ишончли кафолати бўлган қуролли кучлар тизими шакллантирилди.

И.А.Каримов бу ҳақида, "Мамлакатимиз сарҳадларининг дахлсизлиги ва суверените-тини, халқимизнинг тинч ва осойишта ҳаётини ишончли ҳимоя килиш максадида тезкор, замонавий, қудратли Қуролли Кучларимизни ташкил этганимиз ўз вактида чукур ўйлаб қилинган ишимизнинг тасдиғи бўлди, десак хато бўлмайди", деб таъкидлаган эдилар [1].

Тарихий ёзма манбаларда ҳам ҳарий соҳанинг ўзбек халқи аждодлари учун шарафли касб бўлганлиги кўп бора эслатилган. Зардуштийликнинг мукаддас китоби "Авесто"да ҳарбийлар алоҳида табака сифатида эслатилиб, унда ҳудолар жанг аравасида ва қўлида камон тутган ҳолда таърифланган. Антик давр манбаларида, Сирдарё ҳавзаси сак қабилалари конфедерацияси ташкил топган ҳудудлардан бири бўлиб, бу сакларнинг камонда жанг қилувчи ва ундан бехато отувчи, мерган Яксарт саклари – сака-хаумаваркалар [2]. эканлиги, улар отни чоптириб кета туриб ҳам душманни аниқ нишонга ола билганлиги таъкидланади. Ўрта Осиёнинг кўплаб ҳудудлари, жумладан, Уструшонадаги археологик ёдгорликлардан ҳам халкимизнинг кадимги ҳарбий куроллари ва жанг санъати ҳақида маълумот берувчи кўплаб манбалар ўрганилган. Уструшонадаги антик даврга оид, Сағоноқ, Ғулбо ва Ширинсой каби мозорқўрғонлардаги баъзи кабрларда марҳумлар "тўлик курояланган ҳолда" ёнига қилич, ханжар, камон ўклари –умуман тириклигида ишлатган жанг қуроллари қўйилиб, олов билан поклаб (ёкиб) марҳумга улуғ ҳурмат кўрсатилиб дафн этилганлиги аникланган [3].

Мозорқўрғонларни ўрганган тадкикотчиларнинг таъкидлашича, "Уструшона ҳудудида ўрганилган мозорқўрғонларга тегишли кабрларнинг аксарияти, шу давргача ўғирланмасдан етиб келган. Мозорқўрғонлар моддий манбаларга бой бўлиб, уларнинг асосий қисмини сопол идишлар, металдан ишланган куроллар ва уй рўзгор буюмлари ташкил этади" [4]. Шу мавзуга оид адабиётлар тахлилидан англаш мумкинки, Уструшонада ўрганилган ҳарбий куроллар масофадан ва якиндан туриб жанг киладиган турларга бўлинган. Якиндан туриб жанг килишга мўлжалланган куроллардан киличлар, ханжарлар, пичоклар ўрганилган. Масофадан туриб жанг килишга мўлжалланган куроллардан факатгина темирдан ясалган камон ўклари сакланиб колган. Мозорқўрғонларда ўрганилган моддий манбалардан антик даврда, Уструшонада ҳам ижтимоий муносабатлар тараккий этганлиги, бунда ҳарбийларнинг алоҳида мавкега эга бўлганлиги ва ҳарбий соҳанинг юксак ривожланганлигидан гувоҳлик беради.

Аждодларимиз мохир жангчи, ҳар қандай вазиятда ҳам бурчига содик, довюрак, мард ва жасур кишилар сифатида кадимдан дунёга машҳур бўлганлар. Араблар бостириб келганда ҳам бу анъана сакланиб колган бўлиб у, чокар – ҳарбий хизматчи кўринишида кенг ёйилган бўлган. Унинг, яъни, чокар – ҳарбий хизматчи тизимининг асосий хусусияти шунда эдики, чокарлар ўзларининг соҳибига чексиз вафодор бўлиб, зарурият бўлганда, хўжайини учун ўз жонларидан кечишга ҳам тайёр бўлганлар. Аждодларимизнинг бундай хислатларини – Ўрта Осиёда исломгача бўлган кўрикчи чокарлар тизимини араб халифалари ҳам жуда яхши англаб етганлар ва халифаликда бу анъана – мамлук ғуломлар тизимини кенг жорий этганлар.

Кўплаб манбаларда таъкидланишича араб халифалигида IX аср бошларига келиб ижтимоий-сиёсий вазият ниҳоятда кескинлашади. Халифаликка карши Миср, Мағриб ва Озарбайжонда бостириб бўлмас даражадаги кудратли халк ҳаракатлари бошланиб кетади. Уни тинчитиш учун талбирли ва мохир саркарда зарур эди.

Халифа Маъмун ушбу қўзғолонларни бостиришни Уструшона ҳукмдори – афшин Хайдарга топширади. Ҳайдар, асосан, ўзининг юртдошларидан тузилган армияси билан бу ғалаёнларни бостириб, унинг раҳбарларини маглуб килган ҳолда Бағдодга қайтиб келади. Халифа ал-Муътасим эса, барча аёнларига пиёда ҳолда афшин Хайдарни саройгача кутлаб – кузатиб келиш ҳақида буйрук беради [5]. Саройда афшин Хайдарга кимматбаҳо сарполар инъом килиниб, унга халифаликни қуткариб колган шахс сифатида эҳтиром кўрсатилади. Йирик лашкарбоши – халифа ал-Муътасимдан кейинги иккинчи шахсга айланган афшин Хайдар халифаликнинг Озарбойжон ва Арманистондаги нойби этиб тайинланади [6].

Ўзбекистон ҳудудида яшаган халкларнинг ҳарбий маҳорати, уларнинг жанглардаги тартиблилиги ҳамда содиклиги ўрта асрларда яшаган кўплаб муаррихларнинг ҳам эътиборини тортган ва улар бу ҳақда тўлкинланиб ёзишган. Жумладан, X асрда яшаган араб тарихчиси Абулкосим Муҳаммад ибн Ҳавкалнинг ёзишича, аш- Шош ва Фарғонада (жанговар) тайёргарлик ва қурол аслаҳа шундай (даражада) ки, бугунги кундаги бошка бирор чегара мамлакатда унга ўхшаш эмас. Уларга Бану-л-Аббос оиласидан бўлган халифалар ҳам тан берганлар ва Мовароуннаҳр аҳолисидан аскарларни ўзларининг хизматига таклиф килганлар. Турк аскарларининг (фазилатлари) афзал бўлганлиги туфайли улар барча қўшинларга бошчилик килган [7]. Уларнинг қўшинлари барча халклар ичида қатияти, журати, шижоати ва матонати билан бошқалардан устун турган. Ўзларининг шижоати ва жасорати туфайли устунлик килган турклар устурушоналик ал-Афшин ва Ибн Абу-с-Сож, самаркандлик ал-Ихшод ва ас сўғдлик ал-Марзубон ибн Туркаш, ас-сўғдлик Ужайф ибн Анбаса, ал-Бухор-ху-дот ва бошкалар (халифалар) нинг амирлари, кўмондон-лари ва аскарлари эдилар деган маълумотларни келтирган.

Араблар юртимизга биринчи бор кириб келишидаёқ Мовароуннаҳрда мавжуд бўлган ҳарбий хизмат – чокар тизимига кизикиб колишган. Улар бу ердаги туркий йигитлардан ўзлари учун асосий гвардиячи – кўрикчи кисм саклашга харакат килишган. Масалан, Убайдуллох ибн Зиёд 674 йилда Бухородан Басрага 2 мингга моҳир камончиларни олиб кетган. Улар учун махсус ётоҳоналар курдириб, барча шароитларини ҳозирлаб, уларни энг муҳим пайтларда жанга киритган. Саид ибн Усмон ҳам Бухоро ва Самарканд деҳконларининг фарзандларидан иборат 80 та ғуломни ўзи билан олиб кетган. Улар билан кулларга ўхшаб муомала килгани учун ғуломлар аввал Саид ибн Усмонни ўлдириб кейин урф-одатларига кўра, ўзларини ўлдирганлар [8].

Қутайба ибн Муслимнинг турк ва сўғд деҳконларидан иборат шахсий кўрикчи қўшини бўлган. Улар Қутайбага умрининг охиригача содик бўлганлар ва хатто унинг кабиладошлари ундан юз ўгирганларида ҳам унга хиёнат қилмаганлар. Халифалардан биринчи бўлиб ал- Маъмун Ўрта Осиёда ҳукмронлиги даврида чокарлар қўшинини ёллаган. Кейинчалик бу тизим кенг таркалиб, кўп ерларда улар арабларнинг ўрнини эгаллаганлар [9]. Шундай килиб Ўрта Осиёлик турклар арабларга ўзларининг кўрикчилар тизимини тақдим этганлар, араблар эса уни бутун ислом дунёсига тарқатганлар. Ўрта асрларда ҳам туркий халклар-нинг, жумладан, ўзбек халкининг ҳарбий соҳадаги ютуклари ва унинг донги бутун дунёга ёйилгани хакида кўплаб мисоллар келтириш мумкин. Айникса, Амир Темур даврида Турон замин ўғлонларининг кандай ҳарбий маҳоратга эга эканлиги намоён бўлди.

Бирок сўнгги ўрта асрларда (XVI- XIX асрларда) ўзбек хонликлари ўртасидаги ўзаро ҳудудий ва кабилавий низолар, диний мутаасиблик хамда жахон илму фанидан узилиб қолиш Ўрта Осиё халкларида ҳарбий санъат ва техника сохасида турғунликка сабаб бўлди. Бу эса, бир пайтлар дунёни зир титратган моҳир саркардаларни етиштириб берган Турон ўлкасининг дунёвий фанларни тез ўзлаштирган ва замонавий куролланган армияга эга, Россия империяси томонидан осонлик билан забт этилишига замин ҳозирлади.

Россия империясининг ҳукмрон доиралари Туркистонни забт этгач биринчи галдаги вазифаларидан бири сифатида халкимизнинг ҳарбий руҳи ва кобилиятини иложи борича сўндиришга харакат килдилар. Шахсан Россия императори Александр II нинг махсус буйруги билан Туркистон ўлкасига юборилган махфий маслахатчи Гирс, 1865-1867 йилларда Туркистонда махсус тафтиш комиссиясига рахбарлик килади. У ўзининг тафтиш ҳақидаги кундаликларида, Туркистон ўлкасида 2 406 000 киши яшаши ва улардан 1 200 000 киши эркаклар эканлигини ёзади [10].

Махфий маслахатчи Туркистонлик (махаллий) йигитларни иложи борича харбий хизматга олмаслик, бунинг ўрнини солик билан алмаштириш лозимлигини уктиради. Чунки бу ҳарбий амалдор кадимдан Туркистонликлар харбий соҳада машҳур бўлганлигини яхши билар, бир кун келиб улар озодлик куролини чоризмга карши каратиши муқаррарлигини ҳам англаб етган эди. Шу мазмундаги кабих сиёсат Собик Иттифоқ даврида хам давом этди. Туркистонлик йигитларга ишонмаслик, паст назар билан қараш, уларни ҳарбий хизматни ўташи учун асосан, курилиш отрядларига олиш анъана бўлган.

Мустақиллик йилларида қўлга киритилган энг катта ютукларимиздан бири ўзимизнинг миллий армиямиз ва ўз химоячиларимизга эга бўлганлигимиздир. Бугунги кунда ҳарбий хизматни ўташ ҳақикий шарафга айланди. Бу жараённи ҳам азалий ҳам миллий кадриятларимизнинг кайта тикланиши сифатида кабул килиш мумкин. Хукуматимиз томонидан ҳарбий соҳада олиб борилаётган ислоҳотлар, профессионал армияни вужудга келтириш борасидаги саъйи ҳаракатлари миллий маънавий тикланиш жараёнидаги улкан вокеадир. Зеро, Ватанни химоя қилиш, Ватан учун мард ва жасур ўғлонларни тарбиялаб етиштириш халкимизнинг минг йиллардан буён давом этиб келаётган шонли анъаналаридан биридир.

Библиографик рўйхат

1. *Каримов И.А. Хавфсизлик ва тинчлик учун курашмоқ керак. Асарлар, 10-жилд."Ўзбекистон". Тошкент, 2002 й. 18-бет.*
2. *Страбон. Гьография. В семнадцати книгах. Книга седьмая, глава шестая. 1979 - С.512*
3. *Тошбоев Ф.Э. Уструшона халқларининг ҳарбий қуроллари ҳақида дастлабки мулоҳазалар. Ўзбекистон археологияси, Тошкент, Фан, 2013. № 7. 68-73 бетлар.*
4. *Тошбоев Ф.Э. Уструшона халқларининг ҳарбий қуроллари ҳақида дастлабки мулоҳазалар. // Ўзбекистон археологияси, Тошкент, Фан, 2013. № 7 68-бет.*
5. *Грицина А.А. Уструшанские были. Т. Издательство народного наследия им. А. Кадыри, 2000–С.47.*
6. *Грицина А.А. Уструшанские были. Тошкент, Издательство народного наследия им. А. Кадыри, 2000– С.48*
7. *Ибн Ҳавқал. Китоб сурат ал –ард (Араб тилидан таржима ва изоҳлар муаллифи Ш.С. Камолиддин). Тошкент, "Ўзбекистон миллий энциклопедияси", Давлат илмий нашриёти, 2011. 21-бет.*
8. *Асқаров А.А. Ўзбекистон тарихи. Тошкент, "Фан". 1992. 86-бет.*
9. *Ибн Ҳавқал. Китоб сурат ал–ард. Тошкент, "Ўзбекистон миллий энциклопедияси", Давлат илмий нашриёти. 2011. 124-бет.*
10. *Рахимов Ж.Р. Ўзбекистон тарихи. Тошкент, 2000. – Б. 146*

НАСИРОВ УТКИР ФАТИДИНОВИЧ

(к 50-летию со дня рождения)

Насиров Уткир Фатидинович родился в 1966 г. в Шафриканском районе Бухарской области. В 1991 г. окончил Ташкентский государственный технический университет им. А.Р. Беруний по специальности 02.03 – «Технология и комплексная механизация открытой разработки месторождений полезных ископаемых».

1992-1995 гг. обучался в аспирантуре Ташкентского государственного технического университета. В 1996 г. защитил диссертацию на учёную степень кандидата технических наук.

В 2011 году в объединенном специализированном совете К 067.46.01 при Навоийском государственном горном институте защитил докторскую диссертацию по специальностям 05.15.03 – «Открытая разработка месторождений полезных ископаемых» и 05.15.11 – «Физические процессы горного производства» на тему «Научно-технические основы взрывной технологии образования открытых горных выработок в сложных гидрогеологических условиях».

Разработанные автором способы и их эффективные параметры, а так же конструкции траншейных зарядов выброса с предварительным уплотнением дна и бортов выемок с применением боковых камуфлетных скважинных зарядов ВВ с использованием раствора ПАВ в оплывающих песчаных грунтах, экспериментально проверенный в промышленных условиях на объекте «Строительство коллектора Машанкуль-Судочье» в Кунградском районе Республики Каракалпакстан с получением фактического экономического эффекта в размере 16605,0 млн. сум в ценах 04.01.2010г.

У.Ф. Насиров имеет более 120 публикаций, в том числе 1 учебник, более 60 статей. За рубежом опубликовал более 15 научных статей, в том числе за последние три года 18 статей. Принимает участие в государственной аттестации научных и научно-педагогических кадров. Является членом Научного совета 16.07.2013.GM/T.10.01, заместителем председателя научного семинара данного совета по защите докторских диссертаций в Навоийском государственном горном институте, Научно-исследовательском институте минеральных ресурсов, Ташкентском техническом университете и Национальном университете Узбекистана.

Наряду с большой научной работой, У.Ф.Насиров активно участвует в подготовке научных кадров: им подготовлена одна докторская диссертация по открытым горным работам. Ежегодно им подготавливаются к защите 3 магистерских диссертаций и 7 научно-исследовательских работ бакалавров Навоийского государственного горного института и Ташкентского государственного технического университета.

Он является заместителем главного редактора Республиканского научно-технического и производственного журнала «Горный вестник Узбекистана», руководителем и главным научным консультантом научно-исследовательских работ, выполняемых по государственному гранту Центра по науке и технологиям при Кабинете Министров Республики Узбекистан в 2009-2017 гг.

Обладает высокой культурой поведения и организаторскими качествами. Оценивает работников по их способностям и деловым качествам. Для решения поставленных задач старается организовать и сплотить вокруг себя молодых, инициативных и перспективных сотрудников. Отличается хорошей работоспособностью. Грамотно и профессионально разрабатывает нормативные документы по организации учебного процесса в ВУЗе. Отличается способностью анализировать поставленные вопросы, давать конструктивные предложения.

Награждён медалью «Шухрат» (2000 г.), нагрудными знаками «Горняцкая слава» III – степени (2008 г.) и II – степени (2016 г.).

ГП Навоийский горно-металлургический комбинат, Ташкентский государственный технический университет им. А.Р. Беруний, Навоийский государственный горный институт, редакционный совет научно-технического и производственного журнала «O'zbekiston konchilik xabarnomasi», а также научно-техническая общественность горно-металлургической промышленности, друзья и коллеги сердечно поздравляют Насирова У.Ф. с 50-летним юбилеем и желают ему крепкого здоровья, личного счастья и новых творческих успехов на благо прогресса и процветания Республики Узбекистан!

ҚУЛМАТОВ РАШИД АНОРОВИЧ

(таваллуд топганига 70-йил)

Қулматов Рашид Анорович 1946 йил 1 октябр куни Сурхондарё вилояти Денов тумани «Ғалаба» кишлоғида деҳқон оиласида таваллуд топди. 1964 йил А. Навоий номидаги 24- ўрта мактабни тугатади.

Р. Қулматов 1965-1970 йиллар Тошкент Давлат фармацевтика институтида таълим олди, 1970 йили институтни муваффақиятли тугатди. 1970-1972 йилларда Термез тиббиёт техникумида кимё ва доришунослик фанларидан дарс берди.

1973-1976 йилларда Ўзбекистон Фанлар Академияси (ФА) Ядро физикаси институтида профессор А.А. Кист рахбарлигида аспирантурани утаб, 1978 йили ТошДУ кимё факультети қошидаги илмий Кенгашда «Ута сезгир кўп компонентли Ядро Физикаси усуллари ёрдамида табиий сувлар таркибидаги заҳарли элементларни аниқлаш усуллари» мавзусидаги номзодлик диссертациясини химоя килди ва шу институтда бош илмий ҳодим, кейинчалик эса лаборатория мудири лавозимларида фаолият кўрсатди.

Р. Қулматов кўп йиллик илмий изланишлари натижасида 1988 йил Менделеев номидаги Москва кимё-технология институти иқтисослашган Кенгашида «Заҳарли элемент ва моддаларнинг Ўрта Осиё атроф табиий мухитида таркалиши ва миграцияси қонуниятлари» мавзусида докторлик диссертациясини химоя қилди.

1990-1991 йилларда Ўзбекистон табиатни муҳофаза килиш Давлат қўмитаси «Фан ва техника» Бош бошкармаси бошлиғи, 1991-1992-да Ўзбекистон Фанлар Академияси Сув муаммолари институтида бўлим бошлиғи лавозимларида ишлади.

1992 йилда Термиз Давлат университетига ишга келиб кимё факультети декани лавозимида иш бошлади. 1997- 2005 йилларда эса, университет илмий ва информацион технологиялар проректори лавозимида фаолият кўрсатди. Унинг раҳбарлигида Халқаро алоқалар ва аспирантура бўлимлари очилди.

У қатор йиллар орасида Ўзбекистон республикаси Вазирлар Маҳкамаси ҳузуридаги Олий Аттестация комиссияси эксперт кенгаши аъзоси, Вазирлар Маҳкамаси ҳузуридаги Гидрометеорология Маркази Гидрометеорология илмий-текшириш институтида докторлик диссертациялари ҳимояси бўйича илмий семинар раиси, Ўзбекистон Миллий Университети ҳузуридаги докторлик диссертациялари химояси буйича махсус илмий Кенгаш аъзоси.

Р. Қулматов томонидан 250 дан ортиқ илмий ишлар асосан нуфузли хориж ва республикамиздаги илмий журналларида чоп килинган. Шу жумладан 4 монография, 8 ўқув ва 2 методик қўлланма ва бир қатор ихтиролар бўйича патентлар муаллифидир.

Унинг илмий рахбарлигида 2 нафар фан доктори ва 14 нафар фан номзодлари тайёрланган. Шогирдлари республикамиз ва ривожланган хориж давлатлари университетлари ва илмий марказларида фаолият кўрсатмоқдалар.

Р. Қулматов 1998 йил Ўзбекистон Республикаси Олий ва Ўрта маҳсус таълим Вазирлиги фахрий ёрлиғи билан мукофотланган, 2001 йил Ўзбекистон Республикаси Президенти хузуридаги "Истеъдод" жамғармасининг «Энг яхши илмий раҳбар» республика танлови ғолиби бўлган.

Таниқли эколог-олим, юқори малакали педагог, камтарин инсон, содиқ дўст, меҳрибон ва талабчан мураббий Рашид Қулматов таваллуд топганига бугун 70 йил, илмий педагогик фаолиятига эса 45 йил тўлди.

Навоий кон-металлургия комбинати Давлат корхонаси, Навоий давлат кончилик институти, Тошкент давлат техника университети, «O'zbekiston konchilik xabarnomasi» илмий-техник ва ишлаб чиқариш журнали редакцияси, ҳамда кон-металлургия саноатининг илмий – техник жамоатчилиги, хамкасабалари, шогирдлари номидан мустаҳкам сиҳат-саломатлик, узоқ умр, катта оилавий бахт, илмий-педагогик ишларига янгидан-янги улкан ижодий ютуқлар тилайди!

РЕСПУБЛИКАНСКАЯ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ «ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМПЛЕКС: ДОСТИЖЕНИЯ, ПРОБЛЕМЫ И ПЕРСПЕКТИВЫ ИННОВАЦИОННОГО РАЗВИТИЯ»

В условиях развития инновационной экономики Узбекистана – участие высоких технологий и науки в развитии горной, металлургической, химической и машиностроительной отраслей экономики является решающим фактором. Развитие науки и инновации отвечает задачам социально-экономического развития республики. Данная сфера относится к числу высших приоритетов Республики Узбекистан. Научно-техническая деятельность – это систематическая деятельность, связанная с созданием, развитием, распространением и применением новых знаний во всех областях науки и техники.

С целью реализации программы инновационного развития горно-металлургической отрасли, в Навоийском государственном горном институте с 15 по 16 ноября 2016 года была проведена Республиканская научно-техническая конференция на тему «Горно-металлургический комплекс: достижения, проблемы и перспективы инновационного развития».

Оргкомитет конференции рассмотрел более 600 тезисов, из которых было принято 409 докладов. В конференции приняли участие представители более 30 ВУЗов, научно-исследовательских институтов, промышленных предприятий.

Во вступительной речи Генеральный директор государственного предприятия «Навоийский горно-металлургический комбинат», ректор Навоийского государственного горного института, Герой Узбекистана, доктор технических наук, профессор К.С. Санакулов искренне поздравил участников конференции.

На пленарном заседании было отмечено, что за сравнительно короткий период проводимых коренных социально-политических и экономических реформ Узбекистан, избравший свой собственный путь построения демократического правового государства, следуя широко известной ныне в мире «узбекской модели» развития, сумел достичь огромных успехов в самых различных областях, включающих и горно-металлургическую отрасль.

На пленарном заседании также выступили В.А. Белозеров (АО «НПАО ВНИИКОМПРЕССОРМАШ», Украина), академик Н.Р. Юсупбеков и профессор С.С. Сайфидкасимов (Ташкентский государственный технический университет), профессор Б.С. Закиров – директор Института общей и неорганической химии АН РУз, профессор Р.А. Кулматов (Национальный университет Узбекистана).

Достижения, проблемы и перспективы инновационного развития горно-металлургической отрасли нашли свои отражения в следующих ключевых направлениях научно-технической конференции:

современные традиционные и нетрадиционные технологии разработки месторождений полезных ископаемых;

передовые технологии металлургического производства, обогащения и переработки минерального сырья;

передовые технологии машиностроения, электроснабжения в горно-металлургической отрасли;

экологические проблемы и экономика, менеджмент горно-металлургической отрасли в рыночных условиях;

актуальные проблемы современной химии и химических технологий;

моделирование и автоматизация технологических процессов горно-металлургических объектов;

инновации в области альтернативных и возобновляемых источников энергии.

Материалы конференции были опубликованы в виде сборника научных докладов. Ход конференции был широко освещен средствами массовой информации. Участие представителей науки, ВУЗов и производства на заседаниях конференции свидетельствовало об их взаимном интересе в обсуждаемых вопросах.

Конференция прошла с большим успехом в силу значимости поднятых вопросов и высокого уровня представленных докладов. Конференция завоевала признания, как в научных кругах, так и среди специалистов сферы образования нашей республики и за рубежом. Она явилась ключевой в научно-технической деятельности Навоийского горно-металлургического комбината, научно-педагогической деятельности Навоийского государственного горного института, так как в своей основе была направлена на поиск и разработку интеллектуальных наукоёмких технологий образования, науки и производства.

ТРЕБОВАНИЯ К ОФОРМЛЕНИЮ СТАТЕЙ

Статьи, представленные в журнал «Горный вестник Узбекистана», должны удовлетворять следующим требованиям:

Редакция сборника принимает к публикации статьи, которые ранее не были опубликованы. Статья должна обладать научной и практической новизной, отражать основные результаты работ автора, соответствовать общему направлению сборника.

К статье необходимо приложить экспертное заключение о возможности опубликования материала в открытой печати.

Стандартный объем статьи: 4-10 страниц текста + 3-4 рисунка. Текст печатается через 1 интервал шрифтом Times New Roman 10 кегля. Формулы должны вводиться с помощью редактора формул (формулы не должны быть в отсканированном виде). Необходима присылка статей по электронной почте по адресу одного из авторов статьи (для пересылки статьи при возникновении некоторых вопросов).

Материал должен быть изложен кратко, без повторений данных таблиц и рисунков в тексте; на литературу, таблицы и рисунки следует давать ссылки в тексте (по порядковому номеру). Рисунки и таблицы должны иметь название.

Статья должна иметь не более 5-6 авторов (остальных, принимающих участие в работе, можно указать в сноске). **По каждому из авторов должны быть приложены подробные сведения (место работы, должность, ученая степень, ученое звание, почтовый адрес, телефон, e-mail).**

Статья должна в обязательном порядке иметь аннотацию, ключевые слова (на русском и узбекском (латиница)) и библиографический список.

Аннотация к статье (в соответствии с требованиями международных баз данных) должна достаточно полно раскрывать ее содержание и иметь объем в среднем не менее 10-12 строк (или от 100 до 250 слов).

Ключевые слова должны содержать в среднем не менее 12-20.

Список использованной литературы статьи должен соответствовать требованиям ГОСТ 7.1-2003 (и его более поздней версии 2008 г.) и иметь в среднем 7-10 источников (из них не более 25 % - на собственные работы), с обязательным включением источников позднее 2000 г., и содержать следующие сведения:

- при ссылке на журнальную статью - фамилию и инициалы автора, полное название журнала, год издания, том, номер, страницы начала и конца статьи;
- при ссылке на книгу - фамилию и инициалы автора, название произведения, место издания, издательство (для иностранного источника достаточно указать город), год издания, общее число страниц в книге;
- при ссылке на статью в сборнике - название сборника, номер выпуска (или тома), место издания, издательство (или издающая организация), страницы начала и конца статьи;
- для интернет-ссылок - название ресурса и публикации, режим доступа.

Номер литературной ссылки дается в квадратных скобках в соответствующем месте текста.

При пересылке статьи по e-mail текстовая часть статьи должна быть записана в файл в формате текстового редактора Word для Windows, Рисунки необходимо записывать в виде отдельных графических файлов в формате JPEG, TIF, EPS или PSD с достаточным разрешением (не ниже 300 dpi при масштабе 1:1).

Таблицы в статье должны иметь название, ссылка на таблицу указывается в круглых скобках в соответствующем месте текста.

Рисунки к статье должны быть четкими, пригодными для компьютерного воспроизведения. Не следует перегружать их второстепенными данными, не имеющими прямого отношения к тексту статьи. Цветные фотографии желательно сопровождать подписями.

Необходимо единицы измерения и обозначения давать в Международной системе единиц СИ.

Несоответствие материалов статьи вышеописанным требованиям может послужить поводом для отказа в публикации.

Оформление текста статьи:

Стиль заголовков:

Шрифт набора "Arial", 18 кегль, заглавными, по левому краю, без переносов, полужирный;
Выше названия статьи (через 1 интервал), в правом углу - фамилия и инициалы авторов, 8 кегль, обычный; Индекс УДК - в левом углу;
Под названием статьи – фамилия и инициалы авторов – полужирным; место работы, должность научное звание, название организации, 8 кегль, обычный.

Стиль аннотаций:

Шрифт набора "Times New Roman", 10 кегль, курсив;
Расположение ниже названия статьи (через 1 интервал).

Стиль опорных слов:

Шрифт набора "Times New Roman", 10 кегль, курсив; Слова "Опорные слова" - полужирным.
Расположение ниже аннотации.

Стиль основного текста:

Шрифт набора "Times New Roman", 10 кегль, обычный;
межстрочный интервал – одинарный;
абзацный отступ - 0,5 см;
запрет висячих строк;
Поля страницы: левое, - 3 см; верхнее, нижнее, правое - 2 см.

Стиль таблиц:

Название таблицы - шрифт набора "Arial", 8 кегль, полужирный, по центру.
Шрифт набора текста таблицы "Times New Roman", 8 кегль, обычный.

Стиль набора формул:

Написание формул и специальных символов исключительно в редакторе "Microsoft Equation-3". Формулы располагаются по центру.

Иллюстрации:

Иллюстрации должны быть четкими, готовыми к печати, вставлены в текст и приложены в отдельных файлах формата GIF, BMP, JPEG;
Рисунки по возможности должны быть черно-белыми.

Контактная информация приводится Ф.И.О. авторов, e-mail и контактный номер телефона в конце статьи в обязательном порядке.

Библиографический список (список литературы):

Стиль списка - шрифт набора "Arial", 8 кегль, курсив. Слова "Библиографический список" (Библиографик рўйхат) - полужирным.

амкодор

ИП ООО «AMKODOR-TASHKENT»

официальный дистрибьютор холдинга «Амкодор» в Республике Узбекистан

БЕЛОРУССКАЯ ДОРОЖНО-СТРОИТЕЛЬНАЯ КОММУНАЛЬНАЯ, СЕЛЬСКОХОЗЯЙСТВЕННАЯ И СПЕЦИАЛЬНАЯ ТЕХНИКА

■ Многофункциональные погрузчики с бортовым поворотом

■ Погрузчики фронтальные и универсальные 2-7 тонн

■ Экскаваторы-погрузчики

■ Катки вибрационные

■ Коммунально-уборочные машины

■ Автопогрузчики вилочные (5 тонн)

■ Погрузчики с телескопической стрелой

■ Автогрейдеры

■ Машины фрезерные

■ Электропогрузчики вилочные (1,2-1,6 тонн)

■ Фронтальные погрузчики

■ Универсальные коммунальные машины

■ Электротележки 3-тонные

■ Электропогрузчики вилочные (2,5 тонны)

■ Погрузчики фронтальные одноковшовые 7-тонные

■ Экскаваторы гусеничные и колесные

■ Электротележки 2-тонные

■ Дизельные автопогрузчики (3 тонны)

■ Землевозы

Продажа, гарантия, сервис, запчасти, обучение персонала, консультации специалистов.

100005, Республика Узбекистан, г. Ташкент, ул. 8 марта, д. 57.
Тел./факс: (+99871) 283-42-18, 283-42-17, (+99894) 669-29-71.
E-mail: ajle@mail.ru, amkodortashkent@maii.ru. www.amkodor.uz

ТОВАР СЕРТИФИЦИРОВАН. УСЛУГИ ЛИЦЕНЗИРОВАНЫ.

БУРОВЫЕ УСТАНОВКИ КОЛОНКОВОГО БУРЕНИЯ СЕРИИ BOYLES

БОЛЕЕ ПОДРОБНО НА WWW.ATLASCOPCO.COM

Atlas Copco

Sustainable Productivity