

ATLAS COPCO ROBBINS - ВЫСОКОПРОИЗВОДИТЕЛЬНЫЕ
БУРОВЫЕ УСТАНОВКИ ДЛЯ ПРОХОДКИ ВОССТАЮЩИХ
ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ДИАМЕТРОМ ОТ 0,6 ММ ДО 6,0 М
И МАКСИМАЛЬНОЙ ГЛУБИНОЙ ДО 1100 М.
БОЛЕЕ ПОДРОБНО НА WWW.ATLASCOPCO.COM

Atlas Copco

Sustainable Productivity



O'zbekiston KONCHILIK XAVARNOMASI

ГОРНЫЙ ВЕСТНИК Узбекистана № 1 (64) Январь - Март 2016

O'zbekiston KONCHILIK XAVARNOMASI

ILMIY-TEXNIK VA ISHLAB CHIQRISH JURNALI

ISSN 2181-7383

1

№ 64

Yanvar - Mart 2016



НАУЧНО - ТЕХНИЧЕСКИЙ И ПРОИЗВОДСТВЕННЫЙ ЖУРНАЛ

ГОРНЫЙ ВЕСТНИК

УЗБЕКИСТАНА

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

Ta'asischilar:

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., Bekmur-
zayev B.B., Belin B.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), Sagdi-
yeva 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 ot 09.07.2013 g.

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
Tel. 8 (436) 227-69-12, 8 (436) 227-69-13,
faks 8 (436) 227-66-19
210300, Zarafshon shahri, NKMK
Markaziy kon boshqarmasi ma'muriy binosi
Tel.: 8 (436) 5770438, 5770354, 5770225
Faks: 8 (436) 5721015

E-mail: YuD.Norov@ngmk.uz

Sayt: <http://www.ngmk.uz>, www.ziyonet.uz

Kompyuter grafikasi va sahifasi:

Qantureyeva F.S.

Tahliliy guruh:

Sayfiyeva H.S., Zairova F.Yu.

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

Dizayn:

Ubaydullayev Y.B., 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
Tel. 8 (436) 227-75-56, 8 (436) 227-80-19

Nashr etishga 29.03.2016 y. imzolandi
A3 formatda

Adadi 500 nusxa

O'zbekiston konchilik xabarnomasi 2016

MUNDARIJA / СОДЕРЖАНИЕ**GEOTEKNOLOGIYA / GEOTEKHOLOGIYA**

- Санакулов К.С.** Особенности вовлечения в переработку техногенных отходов горно-металлургических производств 3
- Снитка Н.П., Насыров У.Ф., Джумаева Х.Ю.** Разработка концепции развития и использования системы техногенных ресурсов 7
- Умаров Ф.Я., Насыров У.Ф., Умирзаков А.А.** Расчет определения линии скольжения прибортового горного массива 11
- Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Хайдаров О.Б., Рустамов О.И.** Управление развалом пород с учётом энергии зарядов эмульсионных взрывчатых веществ 16
- Мислибаев И.Т.** Определение эффективных параметров буровзрывных работ в зоне ослабления прочности массива при взрыве скважинных зарядов взрывчатых веществ 20
- Йулдошеев У.У.** Развитие глубокого карьера Мурунтау в новых границах V очереди 22
- Назаров З.С., Базаров В.А.** Обоснование методики расчета воздухопотребности шахты «М» для проведения воздушно-депресссионной съёмки 26
- Умарова И.К.** Temirkon koni ruda namunasining boyitiluvchanligini o'rganish 28
- Тухташеев А.Б., Шоназаров О.У.** Влияние забойки скважинных зарядов на эффективность разрушения горных пород 30
- Заиров Ш.Ш., Джуманиязов Д.Д., Коцарева Н.К.** Формирование конструкции и расчет устойчивости бортов глубоких карьеров 34
- Назаров З.С., Базаров В.А.** Разработка имитационной модели вентиляционной сети шахты «М» на основе проведенной воздушно-депресссионной съёмки 36

ГЕОЛОГИЯ / ГЕОЛОГИЯ

- Аббаров Х.А.** Опробование важный комплекс исследований при геологоразведочной, горноэксплуатационной стадиях работ и технологической переработке руд 39

ГЕОМЕХАНИКА / ГЕОМЕХАНИКА

- Мирсаидов Ф.М., Аннакулов Т.Ж., Қуводиқов О.А.** Ангрэн кўмири конида қоплама жинсларни қазиб олишда даврий-узулқисм технологияни қўллаш 42
- Тошов Ж.Б.** Пути и средства борьбы с процессом сальникообразования при бурении скважин 45
- Райханова Г.Е., Тоиров М.Ш.** Корхоналарда машина механизмларни такомиллаштириш йўллари 49

ГЕОТЕХНИКА / ГЕОТЕХНИКА

- Махмудов А.М., Курбанов М.К.** Управление механизмом развития трещин в плоскости отрыва при добыче блоков камня 51

**ILMIY-LABORATORIYA IZLANISHLARI
НАУЧНО-ЛАБОРАТОРНЫЕ ИЗЫСКАНИЯ**

- Рузиев Н.Р.** Физико-химические аспекты формирования композитов на основе сульфогеррита кальция и низкотемпературного цемента на его основе 54
- Тошов Б.Р., Худайбердиев Ш.М.,** Повышение энергоэффективности системы оборотного водоснабжения предприятий 61
- Шодиев Ф.Д., Аслонов Ф.Ф.** Преобразователи солнечного излучения применяемые в отраслях горной промышленности 62
- Умарова И.К., Матазаров J.N.** Chinorsoy koni polimetal rudalari moddiy tarkibini o'rganish 65
- Камалов Т.С., Цой Т.В., Ташева Х.Т.** Автомобильные шины используемые в Республике и их эксплуатационные качества 68

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), Воробьев А.Г. (Россия), Воробьев 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., Турсебеков А.Х., Фирманов 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) 227-69-12, 8 (436) 227-69-13,
факс 8 (436) 227-66-19
210300, г. Зарафшан, Административный
корпус, Центральное рудоуправление НГМК
Тел. 8 (436) 5770438, 5770354, 5770225
Факс 8 (436) 5721015

E-mail: YuD.Norov@ngmk.uz

Сайт: <http://www.ngmk.uz>, www.ziyonet.uz

Компьютерная графика и вёрстка:
Кантуреева Ф.С.

Аналитическая группа:

Сайфиева Х.С., Заирова Ф.Ю.

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

Дизайн:

Убайдуллаев Ю.Б., 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 29.03.2016 г.

Формат А3

Тираж 500 экз.

© Горный вестник Узбекистана 2016

Санакулов У.К. Усовершенствование технологии обогащения Ангренского каолина

71

Рузиев Н.Р., Искандарова М. И. Фундаментальные исследования в области создания искусственных сульфожелезистых конгломератов

75

Эшбеков А.А. Влияние систем разработки на углы откосов бортов карьеров

80

Жураев Д.Т. Методика расчета детонационных параметров эмульсионных взрывчатых веществ на основе пенополистирола

82

Umarova I.K. Umirzoqov J.V. Mis-molibdenli rudalarni flotatsiyalashda yangi reagentlarni qo'llash samaradorligini o'rganish

85

Абдувохидов Ш.А. Расчет безопасной мощности барьерного цемента между карьером и подземными выработками при комбинированной разработке месторождения

87

METALLURGIYA VA BOYITISH / ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ

Юсупходжаев А.А., Саидходжаева Ш.Н., Мирзаянова С.Б. Повышение качества выплавляемой стали добавлением местных вторичных техногенных материалов

89

Абдурахмонов С.А., Ахтамов Ф.Э. Исследование возможности переработки цинковых кеков термопарообработкой

91

Ахатов Н.А. Факторы, влияющие на эффективность биоокисления сульфидных золотосодержащих концентратов

94

Худойбердиева Н.Ш., Бахронов Х.Ш., Эрназаров К.А. Структурные характеристики взвешенных слоев полидисперсных зернистых материалов

95

Адылова Н.А. Лабораторные исследования процесса закисления сульфидных золотосодержащих руд

98

ELEKTROTEKNIKA / ЭЛЕКТРОТЕХНИКА

Дмитриев Г.М., Худайбердиев Ш.М., Тошов Б.Р. Повышение энергоэффективности режимов работы электроприводов с переменной нагрузкой

102

Кабулов А.В., Каландаров И.И. Алгоритмические модели проектирования встроенных систем информационной безопасности микропрограммными автоматами на матричных больших интегральных схемах

104

EKOLOGIYA VA TEXNIKA XAVFSIZLIGI / ЭКОЛОГИЯ И ТЕХНИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ

Каюмов А.Д., Гулямов Г.Д. Карьер йўллари ва атроф муҳит муҳофазаси

108

TARIX / ИСТОРИЯ

Муртазаев Д.Б., Қаршиев Р.М. Ўзбекистон ва Россия маданият хамкорлиги: бугуни ва истиқболлари

111

Сариев Н.Т., Қаршиев Р.М. Развитие науки о земле и горного промысла в Узбекистане в XVII-первой половине XIX в.

114

Одинаева З.Б. Ўзбекистоннинг фарғона худудларидаги кон металлургия ёдгорликлари тавсифи

119

YUBILEY / ЮБИЛЕЙ

Акбаров Т.Г. (к 75 - летию со дня рождения)

122

Шаходжаев Л. Ш. (к 80 - летию со дня рождения)

123

MA'LUMOT / ИНФОРМАЦИЯ

Снитка Н.П. Книжная новинка

124

Требования к оформлению статей

126

REKLAMA / РЕКЛАМА

На обложке:

«Normet international LTD»

«Щебень»

«Atlas Copco»

ОСОБЕННОСТИ ВОВЛЕЧЕНИЯ В ПЕРЕРАБОТКУ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРОИЗВОДСТВ

Санакулов К.С. генеральный директор НГМК, ректор НГГИ, докт. техн. наук

Maqolada yangi yo'nalishga ega bo'lgan, kon-metallurgiya sanoatidagi kam va chiqindisiz texnologiyalar rivojlanishining asosiy yo'nalishlari, barcha jarayonlarda zararli chiqindilarni kamaytirish maqsadida noan'anaviy usullarni va ishlab chiqarishda mavjud bo'lgan texnologiyalarni takomillashtirish, xom-ashyoni kompleks ishlatish va hosil bo'lgan chiqindilarni to'liq ishlatish yo'nalishlari keltirilgan.

Tayanch iboralar: *chiqindisiz texnologiyalar, noan'anaviy usullar, sanoat texnologiyasi, zaharli chiqindilar, xom-ashyo, chiqindilar, ifloslanish, chiqindilarni qayta ishlash, atrofdagi muhit, salbiy ta'sir, utilizatsiya qilish, polimer chiqindilar, ekologik xavfsizlik, qattiq chiqindilar.*

The article describes main approaches of the development of the low and non-waste technologies in Mining Industry, which include development the principally new directions, unusually methods and improvements of the existing manufacturing technologies, in order to reduce pollutant emission at all stages, as well as integrated usage of raw materials and its full utilization.

Key words: *non-waste technology, alternative technology, unusually methods, manufacturing technology, polluting emissions, raw materials, wastes, pollution, recycling, waste processing, environment, negative effect, utilization, polymer wastes, environmental safety, solid wastes.*

Впервые малоотходные и безотходные технологии как главный путь инженерно-экологического развития общества были предложены в середине 60-х годов минувшего столетия академиками А.П. Виноградовым, И.В. Петряновым, Б.Н. Ласкориным, Н.Н. Семеновым.

Согласно теории распространения загрязнений, для которой предложено название «миазмотология», при развитии любого промышленного производства наблюдаются следующие явления:

- при непрерывном технологическом процессе загрязнение окружающей среды происходит в результате неполного обезвреживания отходов из-за несовершенства самого процесса или присутствия значительных примесей в исходном продукте;

- всякое загрязняющее вещество после выброса в любую часть биосферы до предела растворяется в ней, а также одновременно проникает в другие части биосферы и взаимодействует с ними.

Таким образом, согласно указанным закономерностям, основной технологической задачей является переработка отходов на месте и в момент их возникновения. Чем дальше удаляются отходы от места их образования, тем более усложняется эта задача и на каком-то этапе она становится неразрешимой. Поэтому при разработке технологических схем очистки и обеззараживания вредных поступлений в окружающую среду следует исходить из принципов локальной первичной очистки от конкретного вида отходов. Допустимо объединение родственных по компонентам отходов, требующих одинаковой обработки. Да-

же самые безвредные отходы, накапливающиеся в большом количестве, будут активно воздействовать на сложившееся равновесие и, следовательно, отрицательно влиять на экологические параметры окружающей среды. Расширению путей сотрудничества в области мало- и безотходных технологий между странами с различными общественно-экономическими системами способствовало принятие совещанием стран ООН на высоком уровне, состоявшимся в 1979 г. в Женеве, международной «Декларации о малоотходной и безотходной технологии и использовании отходов».

По результатам проведенных международных форумов определены главные направления сотрудничества, включающие:

- научно-технические аспекты;
- рациональное использование природных ресурсов и энергии путем разработки и внедрения новых технологий и совершенствования существующих;
- использование новых энергетических ресурсов, создание замкнутых водооборотных систем и утилизацию материально-энергетических потерь;
- социально-экологические параметры;
- проведение анализов и научного прогнозирования краткосрочных и долгосрочных последствий развития материального производства для человека, флоры и фауны и сохранение нормальных условий развития природных экосистем.

В итоге в Женеве в 1979 г. была принята программа внедрения в мировую практику «безотходных технологий», а само понятие звучало так: «Безотходная

технология есть практическое применение знаний, методов и средств, для обеспечения в рамках человеческих потребностей наиболее рационального использования природных ресурсов, энергии и защиту окружающей среды».

Под безотходной технологической системой следует понимать такое производство, в результате деятельности которого не происходит выбросов в окружающую среду. Безотходное производство представляет собой совокупность организационно-технических мероприятий, технологических процессов, оборудования, материалов, обеспечивающих максимальное и комплексное использование сырья и позволяющих свести к минимуму отрицательное воздействие отходов на окружающую среду.

Безотходное производство можно характеризовать всемерно возможной утилизацией образовавшихся в прямых технологических процессах отходов. Идеальная модель производства в большинстве случаев не может быть реализована в полной мере, но с развитием технологического прогресса все больше приближается к ней.

Малоотходная технология представляет собой промежуточную ступень к безотходной и отличается от нее тем, что обеспечивает получение готового продукта с не полностью утилизированными отходами.

Отходы представляют собой побочные продукты, выделяющиеся в процессе производства основных видов продукции и характеризующиеся определенными физико-химическими свойствами. Отходы производства и потребления, пригодные для переработки в товарную продукцию, относятся к вторичным материальным ресурсам.

Безотходная технология может развиваться в следующих направлениях:

- создание бессточных технологических систем на базе существующих, внедряемых и перспективных способов очистки. При этом достигается резкое уменьшение потребления воды, но, как правило образуется вторичное загрязнение в виде твердых осадков или насыщенных растворов;
- разработка и внедрение систем переработки отходов производства и потребления, которые следует рассматривать как вторичные материальные ресурсы. При эксплуатации современных систем водо- и газоочистки образуются твердые отходы, представляющие собой концентрированную смесь загрязняющих веществ;
- организация принципиально новых процессов для получения продукции, позволяющих исключить или сократить этапы переработки (или технологические стадии), на которых образуется основное количество отходов;
- разработка и создание территориально-промышленных комплексов (ТПК) с замкнутой структурой материальных потоков сырья и отходов внутри ТПК, имеющих минимум выбросов.

Одним из перспективных и развивающихся направлений использования промышленных отходов, входящих в систему безотходных технологий, является обмен ими как между предприятиями внутри страны, так и между государствами в целях использования в подходящих технологических процессах. Так, широко развит экспорт и импорт полимерных отходов в Китае, Австрии, Швейцарии и Скандинавских странах и др. Особым спросом пользуются отходы полимеров: полиэтилена, полипропилена, поливинилхлорида и ацетата целлюлозы.

В странах Западной Европы и США существует два типа посреднических бирж: биржи поставляющие информацию о количестве отходов, их качественном составе и способах переработки, и биржи, непосредственно осуществляющие обмен отходами путем поиска соответствующего потребителя. Успешное функционирование таких систем предполагает использование АСУ, функционирующих в государственных масштабах или в пределах промышленного района. Так, в Германии и Франции реализуются отходы древесины, бумаги, картона, металлов и других промышленных отходов (ПО). В США действует широкая сеть посреднических бирж, способствующих внедрению прогрессивных технологических процессов переработки отходов и обмену отходами между предприятиями.

Проблемы рационального использования природных ресурсов и охраны окружающей среды находятся под постоянным вниманием руководства Республики Узбекистан. За годы независимости принят ряд законов: Закон «Об охране природы», Закон «О недрах», Закон «Об отходах» и др. и Постановлений Кабинета Министров РУз («Об утверждении положения о государственной экологической экспертизе», «О совершенствовании системы платежей за загрязнение окружающей среды и размещении отходов на территории РУз», «О программе действий по охране окружающей среды РУз» и др.), которые обеспечивают надежную правовую основу стратегии развития экологически чистых технологий при освоении месторождений полезных ископаемых, комплексного освоения природных богатств Республики и переработки отходов производств. Только в системе Академии наук Республики Узбекистан ряд институтов ведут экологические исследования по разным направлениям (рис. 1).

В настоящее время на Навоийском ГМК включены в производственный цикл переработки: забалансовые золотосодержащие руды; остатки (изношенных) шаров в качестве сырья для получения сульфата железа и в литейном производстве; утилизации ванадиевых катализаторов; отходы животноводства и птицеферм; изношенные шины; вторичное использование труб из поливинилхлорида; после обезвреживания фекальные стоки и другие, а также на Алмалыкском ГМК: шлаки медного производства и воды из хвостохранилища.



Рис. 1 Отвалы горного производства

Проблемами совмещения высокого качества жизни и бережного отношения к природным ресурсам в условиях нынешнего неконтролируемого роста населения в мире, безжалостной эксплуатации природных ресурсов и активного загрязнения окружающей среды, занимается международная неправительственная организация, называемая Римским клубом. Он был основан в 1968 г. и ассоциировал вокруг себя усилия известных специалистов в области глобальных проблем охраны окружающей среды. В 1995 г. был представлен очередной доклад Римскому клубу, авторы которого считают, что «если увеличить продуктивность использования ресурсов в 4 раза, человечество смогло бы удвоить свое богатство, при этом уменьшить наполовину нагрузку на природную среду». Допускается возможность жить в 2 раза лучше и в то же время тратить в 2 раза меньше. Утверждается возможность решения экологических проблем с одновременным повышением эффективности потребления природных ресурсов путем совершенствования технологии. Для этого надо решить многие экономические проблемы с участием государственного регулирования.

Если ранее в основу прогресса закладывалось увеличение производительности труда, то сейчас на ряду с вышесказанным - увеличение продуктивности ресурсов. При этом необходимо учитывать, что для слаборазвитых стран, ведущих сегодня борьбу с бедностью, экономия ресурсов и бережное отношение к природе находятся на втором плане.

Природопользование пока находится в стадии упадка, что в свою очередь ведет к обострению экологической обстановки. Этому способствует ряд причин.

Во-первых, сложилось устойчивое, но крайне ошибочное по своей сути мнение о неограниченности ресурсо-энергетического потенциала; отсюда - экономическая безвозмездность в расточительном использовании природных ресурсов. Это привело во многих случаях к истощению ресурсов с соответствующим ухудшением экологической ситуации, а также к низкому показателю природоотдачи - производству конечной продукции на единицу используемых ресурсов.

Во-вторых, стремление разрабатывать наиболее богатые месторождения по соображениям сиюминутной экономической выгоды, избегая совместного ис-

пользования их с бедным сырьем, которое при таком подходе является забалансовым.

В-третьих, абсолютно недостаточное выделение средств на природовосстановление, что является главным.

Узбекистан располагает крупными запасами полезных ископаемых, обеспечивающими сбалансированный рост всех базовых отраслей национальной экономики. В валовом национальном продукте республики большая доля составляет добывающий комплекс. В Узбекистане разведано 1466 месторождений, запасы всех суммарных видов минерально-сырьевых ресурсов в стоимостном выражении оцениваются около 11 трлн. долл. США.

Открытые горные работы по добыче полезных ископаемых оказывают существенное негативное воздействие на экологическую обстановку в этих районах за счет изъятия из сельскохозяйственного оборота и нарушения продуктивных земель, а также выброса токсичных компонентов. Это весьма затрудняет рекультивацию земель, ликвидацию последствий загрязнения, отравления и заболачивания окружающей местности, нарушает естественный гидрологический и гидрогеологический режимы на прилегающей к предприятию территории и вносит другие отрицательные факторы (рис. 1).

Стратегия освоения месторождений полезных ископаемых должна одновременно обеспечивать экономическую целесообразность и экологическую безопасность добычи и переработки минеральных ресурсов. Наилучшим подходом является так называемая экологическая разработка, обогащение добытого топлива и минералов, утилизация отходов. Отходы образующиеся, например, при обогащении угля, фосфоритов, серы, являются перспективным материалом для строительства дорог, плотин и фундаментов зданий, а также их можно использовать в качестве компонентов удобрений.

Значительный потенциал для повторного использования отходов существует в горнодобывающей промышленности. Ее можно превратить в безотходный процесс путем модернизации операций открытой разработки, сбора и промышленного использования отходов. Для всех отраслей горнодобывающей промышленности меры по утилизации отходов следует считать частью рационального использования земельных ресурсов. Основные задачи в развитии мало- и безотходных технологий в цветной и черной металлургии заключаются в разработке принципиально новых направлений, нетрадиционных способов и усовершенствовании существующих технологий металлургического производства в целях сокращения на всех его стадиях вредных выбросов и полного использования образующихся отходов.

В процессе переработки руд и концентратов вредных выбросов находятся в газообразном, жидком и твердом состояниях. К газообразным составляющим относятся оксиды серы, углерода, азота, сероводоро-

да, сероуглерода и соединения фтора, хлора и хлористый водород, мышьяковистый водород, аммиак, пары ртути, аэрозоли металлов, смолистые вещества, различные углеводороды и многие другие компоненты.

Кислоты (серная, азотная, соляная и др.) и щелочи могут выделяться в технологических процессах в виде паров или жидких растворов. В виде жидких растворов, образующихся в гидрометаллургических процессах, выбрасываются токсичные органические и неорганические соединения, соли тяжелых цветных металлов, мышьяка, сурьмы, цианида, ксантогената, нефтепродуктов и многое другое.

Твердые отходы выбрасываются в атмосферу в виде пыли или складываются в отвалы и заводские шламонакопители, и что еще хуже, вывозятся просто на свалки. Пыли разной крупности содержат исходные руды и концентраты: уголь, известняк, кварцит, различные огарки, а также возгоны легколетучих элементов - кадмия, цинка, свинца, меди, олова, мышьяка, серы, селена, теллура, сурьмы и пр. В открытые отвалы складываются твердые отходы: разнообразные шлаки и шламы, хвосты и зола, огарки и отстой, различные полупродукты, выбросы производства и другие материалы, являющиеся источником загрязнения окружающей местности.

Строительство и содержание шламохранилищ и мест складирования, транспортировка отходов требуют существенных затрат. Одновременно предприятия вынуждены расходовать средства на неотложную ликвидацию последствий загрязнения этими и другими отходами окружающей местности.

Рациональное и комплексное использование полиметаллического минерального сырья является основным направлением организации малоотходного производства и обеспечения устойчивого промышленного развития, уменьшения изъятия земель. Горнодобывающую и металлургическую отрасли промышленности следует рассматривать как единое горно-металлургическое производство и с точки зрения экологических последствий.

Комплексное использование сырья как одно из наиболее эффективных направлений природоохранной деятельности состоит в экономически оправданном извлечении ценных составляющих перерабатываемого сырья и использования других полезных его свойств. Важность и эффективность этой деятельности обусловлены полиэлементностью руд практически всех месторождений и низким содержанием ценных компонентов, а следовательно, значительными (по сравнению с другими отраслями) отходами на единицу получаемой продукции.

В качестве примера показывающего насколько важно комплексно использовать добываемое сырье, следует отметить что редкие и рассеянные элементы, как правило извлекают только в процессе комплексной переработки сырья, содержащего основные металлы. Руды цветной металлургии, каждая в отдельности, могут стать источником одновременного полу-

чения нескольких металлов. Степень использования сырья составляет в цветной металлургии в среднем около 25 %, а в отдельных случаях свыше 60 %.

С максимальной эффективностью задача решается в рамках межотраслевого взаимодействия и создания потоков вещества максимальной степени замкнутости. В итоге снижаются удельные техногенные нагрузки на природную среду. Анализ показывает, что возможно значительное снижение отрицательных эффектов техногенного воздействия путем утилизации отходов за счет создания комплексного производства, например, цветной металлургии, химии и промышленности строительных материалов.

Рациональное потребление ресурсов и охрана окружающей природы, могут быть осуществлены при реализации следующих решений:

- замыкание в цикле стоков, выбросов, энергетических ресурсов. Это направление связано с определенными затратами, но позволяет значительно уменьшить потребление первичных ресурсов и сократить выбросы;

- утилизация твердых отходов. Позволит уменьшить неблагоприятные воздействия отвалов, сократить затраты связанные с содержанием отвалов и отчуждением земель. Кроме того, использование вторичных ресурсов одного производства приводит к сокращению потребления первичных ресурсов другими отраслями, исключает экологические последствия строительства карьеров, обогащательных фабрик, предприятий по переработке первичного сырья;

- изменение технологии основного производства - главный путь при создании безотходных технологий. Он может быть осуществлен на разных уровнях:

- повышение профессионального уровня и культуры эксплуатации производства;

- реконструкция и техническое перевооружение производства;

- создание принципиально новых ресурсосберегающих, безотходных производств, отличающихся высоким уровнем инженерного, экономического и экологического совершенства;

- выпуск продукции принципиально нового качества. Это предполагает изготовление более долговечных изделий, не нуждающихся в частой замене, создание механизмов и машин, работающих при малом удельном расходе сырья и энергии, оказывающих в силу особенностей конструкции минимальные неблагоприятные воздействия на природные системы;

- экономия ресурсов.

При критериальной оценке экологичности технологий важным являются следующие критерии.

• **Инженерные критерии:**

- доступность сырья;
- возможность создания установок большой единичной мощности;
- гибкость и простота управления;
- высокий уровень механизации и автоматизации;
- привлекательность для обслуживающего персонала.

- **Экологические критерии:**
 - возможность комплексной переработки сырья;
 - создание замкнутых циклов;
 - малое количество отходов и возможность их квалифицированного использования.

- **Экономические критерии:**
 - низкие расходные коэффициенты;
 - низкие капитальные удельные затраты;
 - высокая производительность труда.

- **К системным показателям универсального значения относятся:**

- надежность и безаварийность, позволяющие увеличить срок службы оборудования, исключить перерасход сырья, недовыработку продукции и залповые выбросы токсичных веществ при авариях, а также перерасход ресурсов, труда, энергии на ликвидацию аварий в период остановок и пусков;

- высокое качество и универсальность продукции, позволяющие добиться максимального эффекта у потребителя, включая и экологический аспект;

- высокая селективность процессов, обеспечивающая минимальные расходы сырья и минимальные выбросы, получение высококачественных целевых продуктов;

- малооперационность и комбинирование технологических процессов, повышающие за счет сокращения числа стадий процесса его надежность, снижающие образование отходов на промежуточных стадиях;

- наличие резервов интенсификации; гибкие технологические решения позволят при относительно небольших затратах использовать последние достижения научно-технического прогресса, резко улучшающие экологические, экономические, инженерные характеристики процесса, аппарата, производства.

Таким образом, к настоящему времени сформулированы основные понятия безотходной и малоотходной технологии, намечены основные задачи и направления их развития. Выявлены особенности развития безотходной и малоотходной технологии в горно-металлургическом производстве. Намечены основные направления развития мало- и безотходных технологий горно-металлургических производств, которые заключаются в разработке принципиально новых направлений, нетрадиционных способов и усовершенствовании существующих технологий производства, в целях сокращения на всех его стадиях вредных выбросов, комплексности использования сырья и полного использования образующихся отходов.

Библиографический список

1. Источник: Санакулов К.С. Научно-технические основы переработки отходов горно-металлургического производства. Ташкент: «Фан», 2009. -432 с.

УДК 622.342.1(575.1)

© Снитка Н.П., Насыров У.Ф., Джумаева Х.Ю. 2016 г.

РАЗРАБОТКА КОНЦЕПЦИИ РАЗВИТИЯ И ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СИСТЕМЫ ТЕХНОГЕННЫХ РЕСУРСОВ

Снитка Н.П., главный инженер НГМК; Насыров У.Ф., заведующий кафедрой «Горное дело» ТашГТУ, доктор технических наук; Джумаева Х.Ю., магистрант кафедры «Горное дело» ТашГТУ

Maqolada konni ochiq usulda qazib olishda texnogen resurslarni ishga solish va kelishilgan rivojlanish konsepsiyasi ko'rib chiqilgan, bu mineral xom ashyoni qazib olishdagi ekonomik-energetik xarajatlarga va atrof muhitga konning ishlab chiqarish ta'siri oqibatlariga o'z vaqtida o'zgartirish kiritishga imkon beradi.

Tayanch iboralar: mineral xom ashyo resurslari, konni qayta ishlash kompleksi, texnik-ekonomik va texnologik ko'rsatkichlar, xom ashyo bazasi, xom ashyo resurslari, kon kompleksi, kriteriyani tanlash, prinsiplarni aniqlash, resurslarning parametrlari, mineral xom ashyo.

In the article considered the conception of the coordinated modernization and using technogenic resources system for opencast mining, that allowed to correct economical and energy costs in-time for extraction and consequences environment impact.

Key words: mineral resources, mining industry, processing, technical-economic and process parameters, raw materials source, raw material resources, mining, deliberation characteristics, conditions, complex, definition of the principles, resources, minerals.

В основу формирования концепции согласованно-го развития и использования системы техногенных ресурсов положено, что каждый объект горного производства - составная часть иерархически организованной системы. Например, при изучении условий, обеспечивающих повышение эффективности горно-перерабатывающего комплекса (ГПК) при открытой разработке месторождений с экономически устанавливаемыми границами «балансовая руда - забалансовая руда - пустая порода», целесообразно рассмотреть трехуровневую систему «Сырьевая база ГПК - функциональный элемент (ФЭ) ГПК - технологический процесс функционального элемента».

Сущность функционирования рассматриваемого горно-перерабатывающего объекта (ГПО) заключается в преобразовании минерально-сырьевых ресурсов в финансовые, поэтому ГПК как государственное предприятие обязан повышать эффективность такого преобразования, что влечет за собой требование рационального использования минерально-сырьевого потенциала месторождений как в качественном, так и в количественном выражении. Такое понимание сущности функционирования ГПК способствует правильной расстановке акцентов при разработке технологических, технических и организационных решений, направленных на повышение его эффективности, что целесообразно начать с анализа его функциональной структуры для уяснения роли каждого элемента в реализации целевой функции.

Верхний иерархический уровень управления – сырьевая база ГПК. В рассматриваемых условиях на обозримую перспективу остается устойчивая ориентация на открытый способ разработки, обеспечивающий наилучшие технико-экономические показатели. Естественно, что на развитие ГПК первостепенное влияние оказывают горно-геологические условия, размеры месторождения и структура потребления минерального сырья. Все это характерно для месторождения Мурунтау, на котором с глубиной изменяются мощность, угол падения, структура рудных залежей и вполне отчетливо проявляется структурная особенность - участки прожилкового и штокверкового оруденения, группируясь вокруг «стволовой» части, в совокупности образуют сходящийся книзу пучок рудных тел.

Следствием такого строения месторождений является сокращение активной площади рудных залежей по мере увеличения глубины разработки и неизбежность снижения производительности карьера по руде. В этом случае необходимость поддержания производственной мощности ГПК предопределяет вовлечение в переработку отходов горного производства.

Другая особенность строения месторождения Мурунтау - постепенное уменьшение содержания полезного компонента от рудного ствола к флангам залежей, что ориентирует ГПК на расширение выемочных контуров по мере изменения спроса и цены минеральной продукции. Существенную роль в этом

случае на извлекаемые запасы оказывает метод оценки балансовых запасов, что принципиально для крупных и уникальных месторождений.

До настоящего времени оценка месторождений независимо от размера производилась на основе статического подхода, базирующегося на технико-экономических и технологических показателях, достигнутых на ближайших по аналогии ГПК. Это приводит к тому, что при подсчете запасов формируются статические кондиции, которые вскоре перестают соответствовать фактическим условиям функционирования ГПК и приводят к снижению полноты использования ресурсного потенциала месторождений. Такая ситуация имеет наиболее отрицательные последствия для оценки крупных и особенно уникальных по запасам месторождений. Поэтому статический подход к оценке таких месторождений, отработка которых продолжается десятки лет, неприемлем в силу его несоответствия методу установления границ «балансовая руда - забалансовая руда - пустая порода» по экономическому критерию.

Необходимость перехода на динамическую оценку месторождений подтверждается тем фактом, что компенсация выбывающих из эксплуатации богатых месторождений происходит путем вовлечения в разработку относительно бедных, глубокозалегающих месторождений со значительными запасами [1]. Тенденция снижения содержания в добываемой руде при разработке крупных месторождений неизбежно приведет к расширению выемочных контуров. Такое расширение происходит этапами, что требует перехода от статической к динамической оценке запасов, а его следствие - увеличение полноты использования ресурсного потенциала месторождений, разработка которых ведется десятки лет.

Именно сырьевая база является основным управляемым параметром ГПК, остальные характеристики которого (объемы горных работ, производительность перерабатывающих объектов, выпуск готовой продукции) – ее производные. Основа этой базы в рассматриваемом случае – месторождение Мурунтау, – источник формирования крупных техногенных образований, представленных складами забалансовой руды с содержанием золота более 0,5 g/t и отвалами вскрышных пород со средним содержанием 0,35 g/t, а также месторождение Мютенбай, по существу представляющее оторвавшийся блок месторождения Мурунтау. Однако сегодня горно-техническая ситуация складывается таким образом, что из этих трех источников минерального сырья, не имеющих существенного различия по содержанию, наиболее доступны складские запасы, доля которых в переработке приближается к 75-80% [2].

Целью решений верхнего (первого) иерархического уровня управления системой повышения эффективности работы ГПК является увеличение степени использования наиболее доступного ресурсного потенциала месторождения. Идея, положенная в основу

достижения поставленной цели, заключается в том, что сырьевые ресурсы месторождений увеличиваются циклично на основе применения динамических кондиций, а производительность ГПК варьирует в согласованном режиме с изменением динамических кондиций, смещающих границу между балансовыми и забалансовыми запасами месторождений природного и техногенного происхождения в сторону расширения сырьевой базы.

Для достижения поставленной цели верхнего иерархического уровня потребовалось решение следующих задач:

- обосновать систему кондиций как основу управляющих воздействий при освоении месторождений с экономически устанавливаемыми границами «балансовая руда – забалансовая руда – порода»;

- разработать основы динамического управления минерально-сырьевыми ресурсами при открытой разработке месторождений;

- усовершенствовать систему непрерывного проектирования и планирования открытых горных работ, с использованием эффекта анизотропии контролируемого параметра (содержание, средний размер куска породы и т. д.);

- разработать схему циклической отдачи ресурсного потенциала с максимизацией выпуска на основе использования складских запасов в качестве буферного элемента между сырьевой базой и перерабатываемым объектом.

Средний (второй) иерархический уровень управления - функциональный элемент ГПК, в качестве которого для дальнейшего анализа с целью повышения производительности и выпуска готовой продукции принимаются объекты (ГПО): горный комплекс в составе карьера Мурунтау, карьера Мютенбай и техногенных складских ресурсов с обеспечивающим технологическим транспортом; перерабатывающий комплекс на основе гравитационно-сорбционной технологии гидрометаллургический завод №2 (ГМЗ-2); перерабатывающий комплекс на основе кучного выщелачивания из многоярусного штабеля цеха кучного выщелачивания золота (ЦКВЗ) с выемочно-транспортным звеном.

Каждый объект среднего иерархического уровня наделен определенными функциями. Горный комплекс предназначен для обеспечения селективной разработки месторождений природного и техногенного происхождения с формированием в согласованном режиме грузопотоков товарной и забалансовой руды, обеспечивающих максимизацию выпуска на заданном отрезке времени. Перерабатывающий комплекс (ГМЗ-2) обеспечивает выполнение функций подготовки рудной массы к гравитационному и сорбционному извлечению золота, гравитационное и сорбционное извлечение золота с получением готовых слитков, а также складирование отходов. Перерабатывающий комплекс на основе кучного выщелачивания (ЦКВЗ) обеспечивает разработку техногенного

месторождения с укладкой подготовленной рудной массы в многоярусный штабель, циклическое извлечение золота циркулирующими растворами и переработку насыщенных растворов с получением полуфабриката.

Целью решений среднего иерархического уровня управления является увеличение производительности добывающего или перерабатывающего объекта с дополнительным выпуском готового продукта. Идея, положенная в основу достижения поставленной цели, заключается в том, что после очередного этапа циклического изменения производительности ГПК добывающие и перерабатывающие объекты увеличивают производительность за счет реализации новых технологических, технических и организационных решений, обеспечивая тем самым опережающую подготовку системы к следующему этапу циклического изменения производительности ГПК.

Для достижения поставленной цели на среднем иерархическом уровне потребовалось решение следующих задач: обоснование технологических и технических предпосылок для повышения производительности функционального объекта; выделение базовых функций для усовершенствования; выбор базовых решений, направленных на повышение эффективности (производительность, выпуск готовой продукции, сокращение потерь и т. д.) функционального объекта.

Нижний (третий) иерархический уровень управления - технологические процессы, совокупность которых обеспечивает выполнение базовых функций объекта.

Целью решений нижнего иерархического уровня управления является интенсификация технологических процессов с повышением эффективности базовых функций объекта.

Идея, положенная в основу достижения поставленной цели, формулируется для каждого процесса, исходя из конкретной цели по базовой функции объекта. Для достижения поставленной цели на нижнем иерархическом уровне управления потребовалось решение следующих задач: детализация целей по базовым функциям с выделением технологических процессов для совершенствования; уточнение идеи, которая будет положена в основу решений; детализация базовых решений по совершенствованию технологических процессов.

Анализ структурной схемы решения задач на иерархически взаимосвязанных уровнях управления ГПК показывает, что верхний (первый) уровень системы базируется на теоретическом изыскании приемов управления сырьевой базой с использованием динамических кондиций на балансовую руду в недрах [3]. Эти теоретические изыскания являются основой для циклического изменения производительности ГПК в согласованном режиме с циклическим изменением динамических кондиций и расширением сырьевой базы. Такие решения реализуются с периодичностью 5-10 лет, а последний цикл закончился с запуском в эксплуатацию блока № 28 и увеличением

проектной производительности перерабатывающего комплекса ГМЗ-2 до 32 млн. т/год.

Средний (второй) уровень системы предусматривает рост производительности добывающих и перерабатывающих объектов за счет теоретического обоснования, инженерной проработки и опытно-промышленной проверки технологических, технических и организационных решений по повышению эффективности базовых функций объекта. Такие решения реализуются с периодичностью 2-5 г.

Нижний (третий) уровень системы предусматривает интенсификацию технологических процессов с повышением эффективности базовых функций объекта, на основе внедрения разработанных технологических, технических и организационных решений, которые реализуются с периодичностью 1-2 г.

В целом объем теоретических проработок уменьшается, а объем практической реализации технологических, технических и организационных решений увеличивается при продвижении от верхнего уровня к нижнему уровню системы. Детализация решений также увеличивается.

Таким образом, разработка концепции согласованного развития и использования системы техногенных ресурсов при повышении эффективности работы ГПК должна базироваться на последовательности циклично повторяющихся действий: «Определение сырьевых ресурсов на основе динамических кондиций с учетом анизотропии полезных компонентов → определение производительности ГПК на очередном этапе освоения месторождения → выделение добывающих и перерабатывающих объектов ГПК → выделение базовых функций объекта → детализация цели и идеи по повышению эффективности базовых функций объекта → обоснование решений по повышению эффективности базовых функций объекта → выделение в базовых функциях обеспечивающих процессов → конкретизация технических решений для каждого обеспечивающего процесса → оценка эффективности реализации технических решений».

Требования к экономической эффективности и экологической безопасности открытых горных работ обуславливают необходимость повышенного и целенаправленного внимания к их использованию, имея в виду не только скопления извлеченного из недр минерального сырья, но и пространство, освобождаемое от этого сырья, технологически взаимосвязанное с пространством, которое этим сырьем заполняется.

Технологическая взаимосвязь между освобождаемым и заполняемым пространством схематично может быть представлена в виде последовательно выполняемых воздействий, цель которых – добыча полезного ископаемого и размещение отходов горного производства (пустой породы, некондиционного сырья и т. д.). Формой воздействия в этом случае является извлечение и складирование минерального сы-

рья с технологической взаимосвязью между собой через процесс его перемещения, что иллюстрируется классификациями систем разработки и способов отвалообразования [4, 5]. В результате таких воздействий образуются выработанное пространство и техногенные массивы из извлеченного минерального сырья, технологическая взаимосвязь между которыми прослеживается через согласование извлекаемых объемов с вместимостью пространства для его размещения. Достижение поставленной цели в этом случае обеспечивается путем управления развитием выработанного пространства и формированием техногенных массивов, а технологическая взаимосвязь реализуется через согласование порядка извлечения разных сортов минерального сырья из освобождаемого пространства с порядком их размещения в заполняемом пространстве.

Накопленный опыт применения технологии внешнего и внутреннего отвалообразования при разработке крутопадающих месторождений позволяет сделать вывод о том, что формирование внешних и внутренних отвалов должно происходить в согласованном режиме с развитием выработанного пространства карьеров. Такое согласованное развитие пространственных ресурсов предполагает разработку концепции согласованного развития и использования системы пространственных ресурсов при открытой разработке месторождений.

Необходимость согласованного развития системы пространственных ресурсов влечет за собой: систематизацию технологических решений по использованию пространственных ресурсов; выбор критерия оценки эффективности и определение принципов использования пространственных ресурсов; определение условий безопасного заполнения пространственных ресурсов с формированием техногенных массивов, параметры которых обеспечивают их возможность эффективной отработки в будущем; определение рационального порядка заполнения, освобождения и повторного использования пространственных ресурсов; отношение к сформированным техногенным массивам, не имеющим сегодня потребительской ценности, как к потенциальным источникам минерального сырья, если для этого в настоящее время имеются хотя бы весьма условные теоретические предпосылки.

Таким образом, концепция согласованного развития и использования системы техногенных ресурсов при открытой разработке месторождений, может быть востребована при разработке технологических основ взаимодействия повторяющегося цикла процессов «заполнение освобождение – заполнение» пространственных ресурсов при формировании, и разработке техногенных массивов, что позволит своевременно скорректировать экономико-энергетические затраты на добычу минерального сырья и последствия воздействия горного производства на окружающую среду.

Библиографический список

1. Шеметов П.А. К вопросу о повышении эффективности использования геоэкономического потенциала месторождений сложного строения на современном этапе развития открытых горных работ // Горный вестник Узбекистана. - 2005. - № 2. - С. 54-59.
2. Шеметов П.А. Адаптация технологии отработки глубоких карьеров к сокращению ширины рабочих площадок // Горный вестник Узбекистана. - 2000. - № 1. - С. 32-34.
3. Шеметов П.А. Основные технологические решения по расширению георесурсного потенциала при освоении месторождения Мурунтау // Горный вестник Узбекистана. - 2005. - № 3. - С. 42-51.
4. Brawner C.O. Recent lessons that have been learned in open-pit mine stability // Mining Engineering. - 1986. - Vol. 38. - № 8.
5. Bye A.R., Jenny C.A., Bell F.G. Slope optimization and review of the geotechnical conditions at Sandsloot open pit // Proceedings of Ninth International Congress on Rock; Mechanics, Vol. 2, theme 1: Applied rock mechanics – Safety and control of the environment. - Rotterdam, 1999.

УДК 622.271:622.235.5(043.3)

© Умаров Ф.Я., Насыров У.Ф., Умирзаков А.А. 2016 г.

РАСЧЕТ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ЛИНИИ СКОЛЬЖЕНИЯ ПРИБОРТОВОГО ГОРНОГО МАССИВА

Умаров Ф.Я., декан горно-геологического факультета ТашГТУ, кандидат экономических наук; Насыров У.Ф., заведующий кафедрой «Горное дело» ТашГТУ, доктор технических наук; Умирзаков А.А., магистрант кафедры «Горное дело» ТашГТУ

Maqolada grafoanalitik usul orqali kar'yer bortining sirpanish qiyalik burchagi, tirkash koeffitsienti, solishtirma vazni va kon jinslarning ichki ishqalanish burchagi, hamda kar'yerning aniqlangan qiyalik burchagiga asosan, zamonaviy kompyuter texnologiyalardan foydalanilgan holda ularning bortdagi kon massivining optimal parametrlarini aniqlash programmasi ishlab chiqilgan.

Tayanch iborlar: grafoanalitik usul, sirpanish chizig'ining radiusi, tirkash koeffitsienti, ichki ishqalanish burchagi, qiyalik burchagi, kar'yer borti, kompyuter programmasi, o'yiqliq balandligi, matematik modellashtirish, parametrlarni hisoblash.

In article by graphoanalytical method was established the slide line radius changes of the bench faces, depending on adhesion coefficient, gravity, angle of internal friction of rock massif, as well as open pit slope angle based on received dependence was worked out determination program of the stability optimal parameters of the on-board massif using up-to-date computer programs.

Key words: graphoanalytical method, slide line radius, adhesion coefficient, angle of internal friction, slope angle, open pit slope, computer program, cutting depth, mathematic simulation, parameters calculation.

Выполнен графоаналитический метод расчета по определению линии скольжения в однородном откосе уступа методом математического моделирования. Схема по определению линии скольжения в уступе приведена на рис. 1.

Расчёты параметров линии скольжения в однородном уступе на ЭВМ возможны в том случае, когда определено положение «характерных» точек линии в виде аналитических формул:

- (x_0, y_0) – координаты центра криволинейной части линии скольжения;
- (x_d, y_d) – координаты точки D;
- (x_E, y_E) – координаты точки E.

Неизвестен так же радиус (R) криволинейной части линии скольжения.

Известными параметрами являются следующие: α – угол откоса; γ^T – угол внутреннего трения массива; k_c – сцепления в массиве; γg – удельный вес в массиве (g – ускорение силы тяжести); H – высота откоса.

$$\varphi = \alpha - 45^\circ + \frac{\rho^T}{2} \quad \psi = 45^\circ + \frac{\rho^T}{2}$$

Произвольная точка M на линии скольжения ODEF определяется выражениями:

$$\text{Зона I, II: } y = y_0 - \sqrt{R^2 - (x - x_0)^2}; \quad (1)$$

$$\text{Зона III: } y = K_2(x - a) - H_{90} + H; \quad (2)$$

где: $K_2 = \tan \varphi$

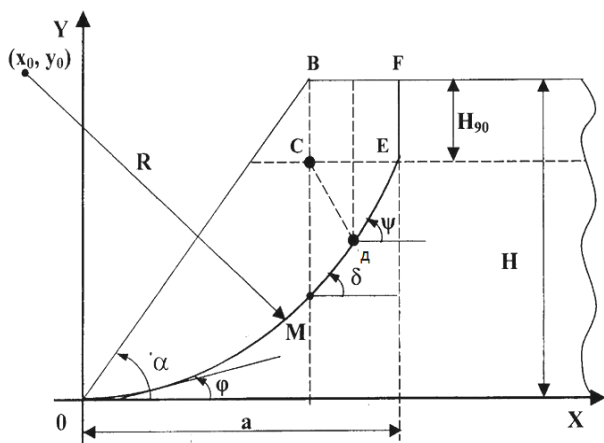


Рис. 1. Схема по определению линии скольжения в однородном отступе

$$H_{90} = \frac{2C}{\rho g} \operatorname{ctg} \left(45^\circ - \frac{\rho^T}{2} \right) = \frac{2C}{\rho g} \operatorname{tg} \varphi - \text{высота вертикального участка.}$$

Край зоны III: $x=a$;

Здесь и ранее $a=X_E$;

Угол d , образуемый касательной к линии скольжения по отношению к горизонтالي, для точек O и D определен:

$$\varphi = \alpha - 45^\circ + \frac{\rho^T}{2} \quad \psi = 45^\circ + \frac{\rho^T}{2}.$$

В силу геометрического свойства производной в точках O и D имеем:

$$\left. \begin{aligned} \frac{dx}{dy} \Big|_{x=0} &= K_1 \quad (K_1 = \operatorname{tg} \varphi) \\ \frac{dx}{dy} \Big|_{x=D} &= K_2; \\ y_c - y_D &= K_2(x_D - x_c) \end{aligned} \right\} \quad (3)$$

Формула трения (3) определяет зависимость между x_D и y_D через известные параметры:

$$x_c = H \operatorname{ctg} \alpha; \quad y_c = y_E = H - H_{90};$$

Подставим эти значения, а так же выражение (1) в уравнения (3):

$$\frac{dy}{dx} = -\frac{2(x-x_0)}{2\sqrt{R^2 - (x-x_0)^2}} = \frac{x-x_0}{\sqrt{R^2 - (x-x_0)^2}} = \frac{x-x_0}{y-y_0}$$

$$-\frac{x_0}{y_0} = K_1; \quad \frac{x_D - x_0}{y_0 - y_D} = K_2;$$

$$x_D - x_0 = K_2(y_0 - y_D); \quad (4)$$

Поскольку $x_0^2 + y_0^2 = R^2$, то получим, согласно первой из зависимостей (4):

$$K_1^2 y_0^2 + y_0^2 = R^2, \text{ тогда:}$$

$$y_0 = \frac{R}{\sqrt{1+K_1^2}}; \quad x_0 = -K_1 y_0 = -\frac{K_1 R}{\sqrt{1+K_1^2}} \quad (5)$$

Подставим (5) в уравнение (1), записанное для точки D и возведём в квадрат:

$$x_D^2 + y_D^2 + \frac{2R}{\sqrt{1+K_1^2}}(K_1 x_D - y_D) = 0. \quad (6)$$

Оставшиеся зависимости (4) примут вид:

$$\left. \begin{aligned} K_2 y_D + x_D &= \frac{R}{\sqrt{1+K_1^2}}(K_2 - K_1) \\ y_D + K_2 x_D &= (1 + K_2 \operatorname{ctg} \alpha) - H_{90} \end{aligned} \right\} \quad (6')$$

Система уравнений (6) и (6') содержит три неизвестных: x_D, y_D, R ;

Введём обозначение:

$$\left. \begin{aligned} P &= H(1 + K_2 \operatorname{ctg} \alpha) - H_{90} \\ \lambda &= \frac{K_2 - K_1}{\sqrt{1+K_1^2}} \end{aligned} \right\} \quad (7)$$

Из уравнений (6') получим:

$$\left. \begin{aligned} x_D &= \frac{1}{K_2^2 - 1}(K_2 P - \lambda R) \\ y_D &= \frac{1}{K_2^2 - 1}(K_2 \lambda R - P) \end{aligned} \right\} \quad (8)$$

Подставим эти значения в (6), тогда, после ряда громоздких алгебраических преобразований, получим, разрешив относительно R :

$$R = \frac{(1 - K_1 K_2) \sqrt{1 + K_2^2} \pm \sqrt{(1 + K_2^2)(1 + K_2^4 - K_2^2)}}{3K_2 + K_1 - K_2^3 - 3K_1 K_2^2} \cdot \frac{\sqrt{(1 + K_1^2)(1 + K_2^2)}}{K_2 - K_1} \cdot P.$$

Заменив далее K_1 и K_2 выражениями

$$K_1 = \operatorname{tg} \left(\alpha - 45^\circ + \frac{\rho^T}{2} \right) \quad K_2 = \operatorname{tg} \left(45^\circ + \frac{\rho^T}{2} \right),$$

алгебраические преобразования, получим:

$$R = \frac{[\cos(\alpha + \rho^T) \mp \sin \rho^T] \cos \left(45^\circ + \frac{\rho^T}{2} \right)}{\cos \alpha \cdot \cos(\alpha + 2\rho^T)} \cdot P.$$

Поскольку физически $R > 0$, то при $\alpha \rightarrow \pi/2$, необходимо сохранить знак перед $\sin \rho^T$ в выражении, при этом имеем:

$$\lim_{\alpha \rightarrow \frac{\pi}{2}} R = \frac{[-\sin \rho^T - \sin \rho^T] \cos \left(45^\circ + \frac{\rho^T}{2} \right)}{0 \cdot [-\sin 2\rho^T]} \cdot P = \infty$$

Следовательно, для вертикального откоса линия скольжения – прямая.

При этом:

$$\varphi = \frac{\pi}{2} - 45^\circ - \frac{\rho^T}{2} = 45^\circ + \frac{\rho^T}{2} = \psi.$$

Следовательно, касание в точке *D* сохраняется. Примем $\alpha + 2\rho^T = \pi/2 - \varepsilon$, т.е. при $\varepsilon \rightarrow 0$ имеем, равенство 0 второго множителя в знаменателе выражения *R*

$$\frac{\bar{R}}{P} = \lim_{\varepsilon \rightarrow 0} \frac{[\sin \varepsilon \cos \rho^T + \cos \varepsilon \sin \rho^T - \sin \rho^T] \cos(45^\circ + \rho^T/2)}{\sin(\rho^T + \varepsilon) \sin \varepsilon}$$

$$\frac{\bar{R}}{P} = \frac{\cos(45^\circ + \rho^T/2)}{2 \sin \rho^T}.$$

В результате имеем, для $\alpha < \pi/2$:

$$R = \begin{cases} \frac{\cos(45^\circ + \rho^T/2) \cdot P}{2 \sin \rho^T}, & \text{при } \alpha^* = \frac{\pi}{2} - 2\rho^T; \\ \frac{[\cos(\alpha + \rho^T) - \sin \rho^T] \cos(45^\circ + \rho^T/2)}{\cos \alpha \cdot \cos(\alpha + 2\rho^T)} \cdot P, & \alpha = \alpha^* \end{cases} \quad (9)$$

Формулы (5), (7), (8), (9) решают задачу, однако, их можно привести к более компактной записи, вводя обозначения:

$$r = \frac{1}{\lambda} = \frac{\cos(45^\circ + \rho^T/2)}{\cos \alpha}, \quad (10)$$

$$\xi_0 = -\frac{K_1}{\sqrt{1+K_1^2}}; \quad \eta_0 = \frac{1}{\sqrt{1+K_1^2}}; \quad (11)$$

$$\alpha^* = \frac{\pi}{2} - 2\rho^T; \quad \varphi = \begin{cases} \frac{\cos \alpha}{2 \sin \rho^T}, & \alpha = \alpha^*; \\ \frac{\cos(\alpha + \rho^T) - \sin \rho^T}{\cos(\alpha + 2\rho^T)}, & \alpha \neq \alpha^*; \end{cases} \quad (12)$$

$$R = \varphi \cdot r \cdot P, \quad (13)$$

$$\left. \begin{aligned} x_D &= \frac{K_2 - \varphi}{K_2^2 - 1} \cdot P; & y_D &= \frac{K_2 \varphi - 1}{K_2^2 - 1} \cdot P; \\ x_c &= H \operatorname{ctg} \alpha & y_c &= H - H_{90}; \\ x_E &= 2 \cdot x_D - x_c; & y_E &= H - H_{90}; \\ x_0 &= \xi_0 \cdot R; & y_0 &= \eta_0 R; \end{aligned} \right\} \quad (14)$$

$$\left. \begin{aligned} P &= H(1 + K_2 \operatorname{ctg} \alpha) - H_{90}; \\ K_1 &= \operatorname{tg} \left(\alpha - 45^\circ + \frac{\rho^T}{2} \right); \\ K_2 &= \operatorname{tg} \left(45^\circ + \frac{\rho^T}{2} \right); \\ H_{90} &= \frac{2C}{\rho g} \end{aligned} \right\} \quad (15)$$

На основании полученных зависимостей, разработана программа на языке программирования Borland Delphi 7.0. с применением совре-

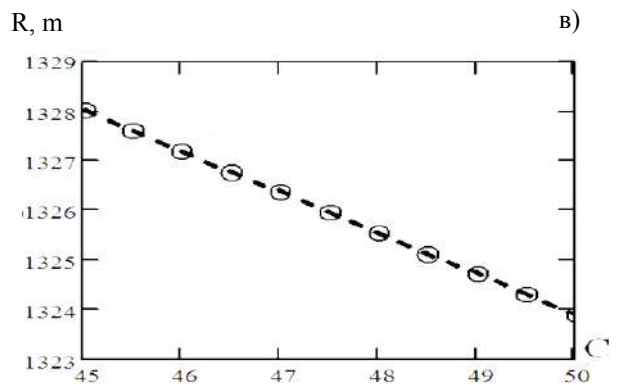
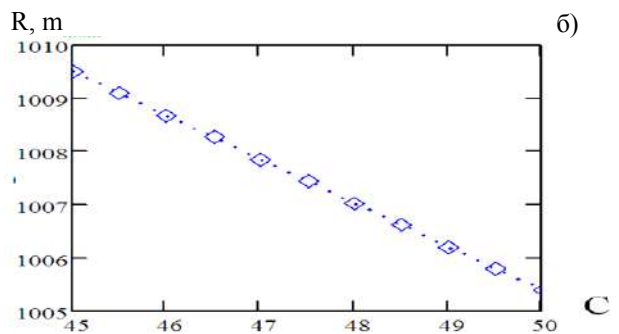
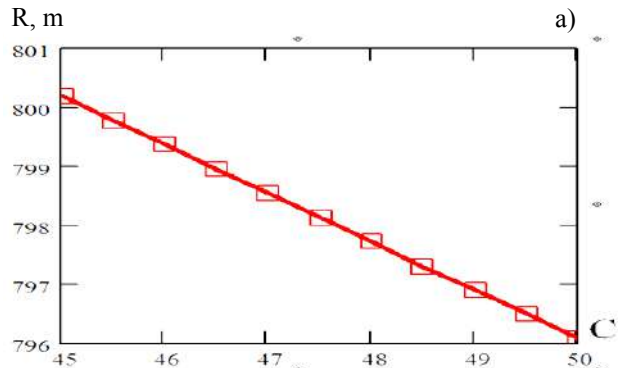


Рис. 2. График изменения радиуса криволинейной части линии скольжения, в зависимости от коэффициента сцепления массива горных пород при различной высоте борта карьера: а) *H*=460 м; б) *H*=575 м; в) *H*=750 м.

менных компьютеров для дальнейшего анализа построены графики (рис. 2-5).

В ходе аналитического анализа установлено прямолинейное изменение (рис. 2 а, б, в) радиуса линии скольжения в зависимости от коэффициента сцепления массива горных пород при различной высоте борта карьера. Увеличение коэффициента сцепления от 45 до 50° сопровождается снижением радиуса криволинейной части линии скольжения. Увеличение высоты борта карьера 450, 575 и 750 м сопровождается увеличением радиуса линии скольжения соответственно до 800, 1010 и 1328 м.

На рис. 3 а, б, в приведены графики изменения радиуса линии скольжения в зависимости от удельного веса массива горных пород при

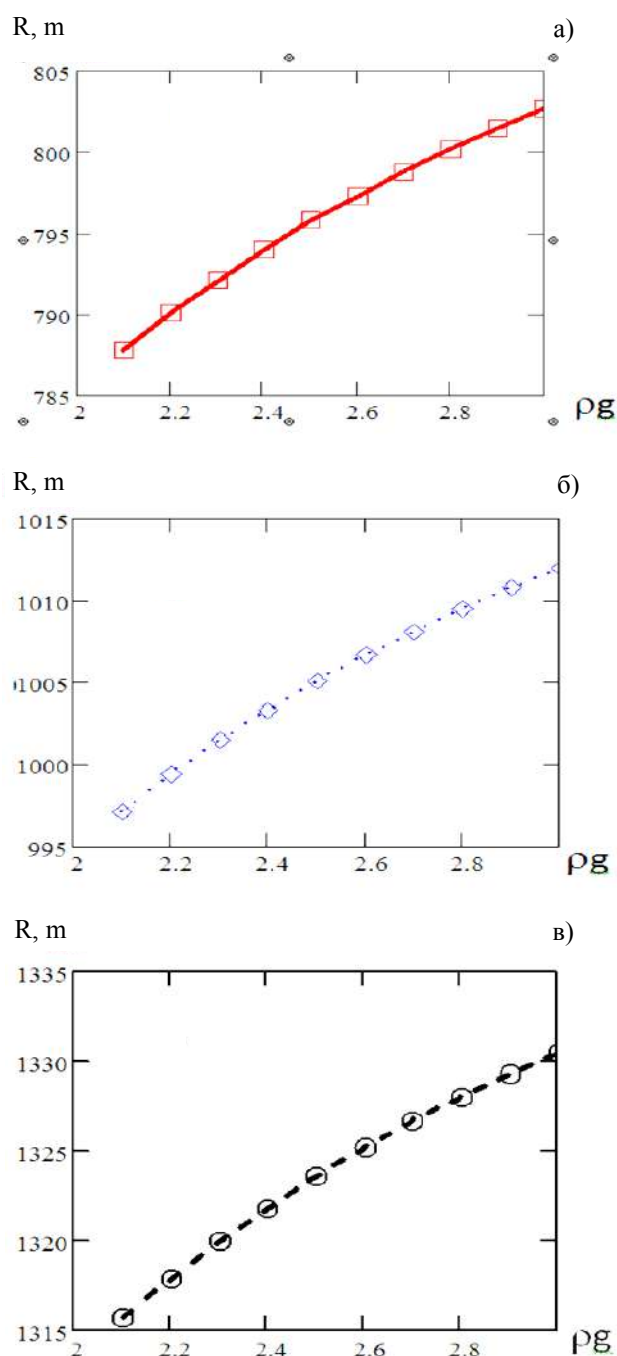


Рис. 3. График изменения радиуса криволинейной части линии скольжения, в зависимости от удельного веса массива горных пород при различной высоте борта карьера: а) $H=460$ м; б) $H=575$ м; в) $H=750$ м

различной высоте борта карьера. Увеличение удельного веса массива от 2 до 3 N/m^3 сопровождается увеличением радиуса линии скольжения. Увеличение высоты борта карьера 450, 575 и 750 м сопровождается увеличением радиуса линии скольжения соответственно до 788, 995 и 1310 м.

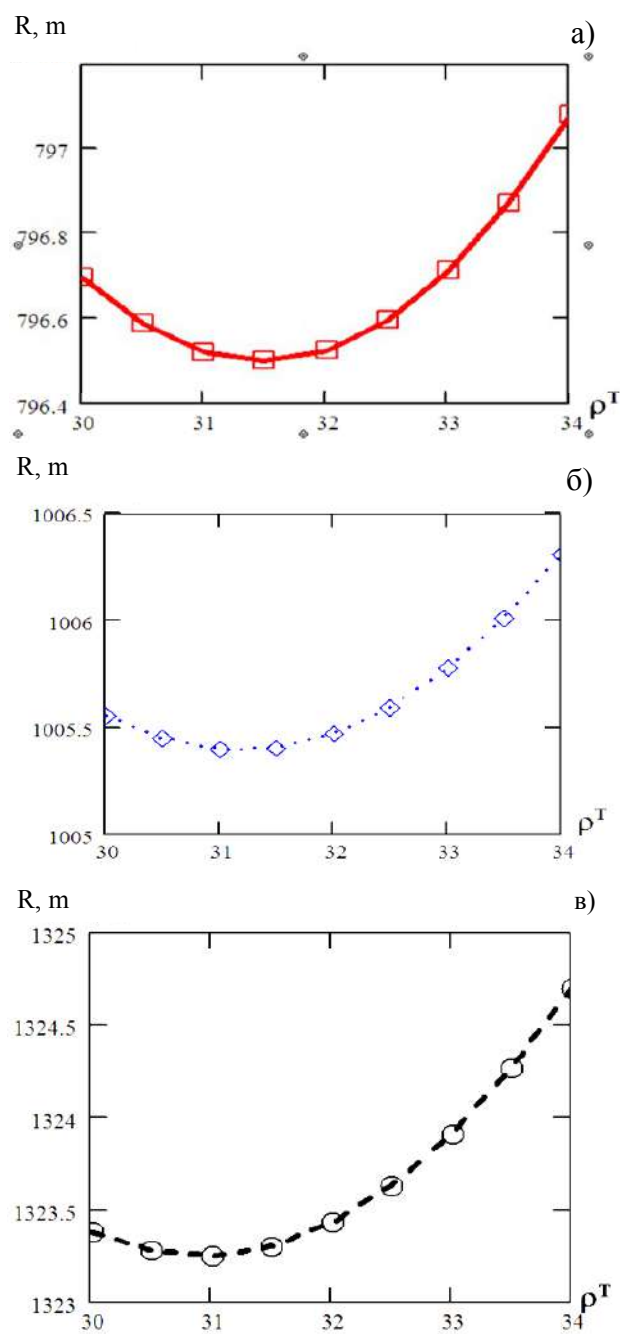


Рис. 4. График изменения радиуса криволинейной части линии скольжения, в зависимости от угла внутреннего трения массива горных пород при различной высоте борта карьера: а) $H=460$ м; б) $H=575$ м; в) $H=750$ м.

На рис. 4 а, б, в приведены графики изменения радиуса линии скольжения в зависимости от угла внутреннего трения массива горных пород при различной высоте борта карьера. Увеличение угла внутреннего трения от 30 до 31° сопровождается снижением радиуса линии скольжения по параболе, принимающего мини-

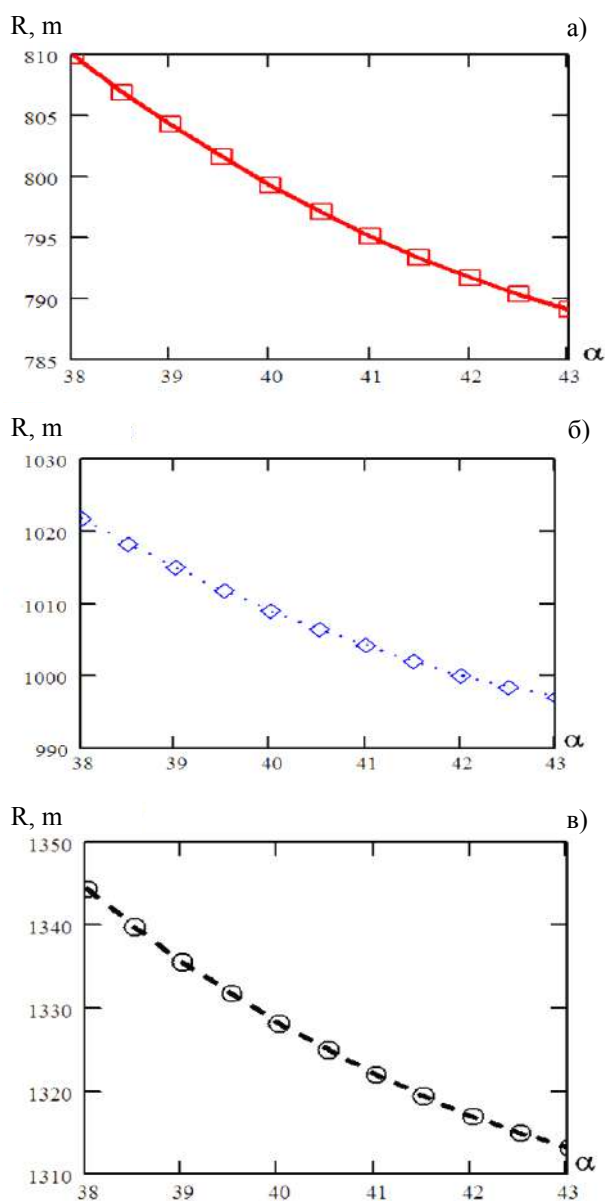


Рис. 5. График изменения радиуса криволинейной части линии скольжения, в зависимости от угла откоса борта карьера при различной его высоте:
а) $H=460$ m; б) $H=575$ m ; в) $H=750$ m.

мальное значение при угле 31° . При дальнейшем увеличении угла внутреннего трения (более 31°) радиус линии скольжения возрастает. Увеличение высоты борта карьера 450, 575 и 750 m сопровождается увеличением радиуса линии скольжения соответственно до 796, 1005 и 1323 m.

На рис. 5 а, б, в приведены графики изменения радиуса линии скольжения в зависимости от угла откоса борта карьера при различной его высоте. Увеличение угла откоса борта карьера от 38 до 43° сопровождается снижением радиуса линии скольжения. Увеличение высоты борта карьера 450, 575 и 750 m сопровождается увеличением радиуса линии скольжения и составляет соответственно 810, 1022 и 1345 m.

В результате теоретических исследований линии скольжения в зависимости от коэффициента сцепления, удельного веса, угла внутреннего трения, угла откоса борта при различной высоте борта карьера, получены формулы их расчета, на основе которых разработана экономико-математическая модель для определения оптимальных параметров устойчивости при бортового массива карьера и компьютерная программа на языке программирования Borland Delphi 7.0. Новизна защищена свидетельствами об официальной регистрации программы для ЭВМ.

Таким образом, графоаналитическим методом установлены изменения радиуса линии скольжения бортов уступа в зависимости от коэффициента сцепления, удельного веса и угла внутреннего трения массива горных пород, а также угла откоса борта карьера на основе полученных зависимостей, разработана их программа расчета определения оптимальных параметров устойчивости при бортового горного массива с применением современных компьютерных технологий, новизна которого защищена патентом Республики Узбекистан.

УПРАВЛЕНИЕ РАЗВАЛОМ ПОРОД С УЧЁТОМ ЭНЕРГИИ ЗАРЯДОВ ЭМУЛЬСИОННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Норов Ю.Д., начальник горного бюро ЦНИЛ НГМК, докт. техн. наук, профессор; **Заиров Ш.Ш.**, ст. научный сотрудник-соискатель НГГИ, канд. техн. наук; **Хайдаров О.Б.**, магистрант кафедры «Горное дело» НГГИ; **Рустамов О.И.**, магистрант кафедры «Горное дело» НГГИ

Maqolada emulsion portlatish moddalari zaryadlarining energiyasini hisobga olgan holda tog' jinslarining ag'darilishini boshqarish effektiv yo'llari ko'rsatilgan. Portlash yordamida tog' jinsining ag'darilish va uchish parametrlarini aniqlash tog' jinsining geologik strukturasi saqlab qolish maqsadida tirgak devorning optimal o'lchamlarini yaratish, tik qoyalarda portlatishga tayyorlash-ta'mirlash operatsiyalarini qisqartirishga, kon-transport uskunalarining ishini va havfsizligini oshirishga imkon beradi.

Tayanch iboralar: skvajinali zaryad, tog' jinsi ag'darilishi, uchish parametrlari, ag'darish eni va balandligi, zaryadning massasi, havo qarshiligining kuchi, tog' jinslarining bo'lagi hajmi, boshlang'ich tezlik, kon jinslari oqimi tashlash vaqti, uchib tushgan tog' jinsining ag'darish modeli.

The results of the study showed the process of debris effective management with allowance for emulsion explosives charge energy. Definition of the broken rock dispersion and disintegration is allowed to build up the optimum size of the relieving wall to save from explosion the massif's geological structure, minimization of the preparatory and recovery operations from explosion on the ledge for improving safety and productivity of the load-haul-dump unit.

Key words: borehole charge, debris, broken rock dispersion, width and height of the flare, mass of charge, throw distance, air resistance, rock size, muzzle velocity, initial speed, rock, formation, rock mass, breakdown model of the hew rock, time of throwing of a rocks flow.

С целью создания оптимальных размеров подпорной стенки при взрывании «в зажатой среде» на уступе с учетом энергии заряда эмульсионных взрывчатых веществ, позволяющих обеспечить сохранение геологической структуры горного массива, сокращение подготовительно-восстановительных операций при взрыве, повышение безопасности и увеличение производительности работы погрузочно-транспортного оборудования, проведены исследования по определению параметров разлета и развала отбитой взрывом горной массы.

Параметры развала пород зависят от особенностей его формирования, определяемых условиями ведения взрывных работ – «на подобранный забой» или «в зажатой среде».

При взрыве разрушенные породы смещаются в сторону откоса уступа (рис. 1). Следствием такого смещения является увеличение ширины (длины) развала по сравнению с шириной взрывающегося блока при одновременном уменьшении высоты развала по сравнению с высотой взрывающегося уступа.

Высота развала (H_p) в этом случае должна отвечать условию [1]:

$$3H_{\text{ковш}} \leq H_p \leq H_{\text{доп}} \quad (1)$$

где $\sqrt[3]{E_k}$ $H_{\text{ковш}}$ – высота ковша экскаватора, $H_{\text{ковш}} \approx 0,8$, м; $H_{\text{доп}}$ – максимально допустимая высота забоя в развале пород после взрыва ($H_{\text{доп}} = H_{\text{ч}}$ для гидравлических и $H_{\text{доп}} = 1,5H_{\text{ч}}$ для тросовых экскаваторов типа «механическая лопата»), м.

При $H_y \leq H_{\text{доп}}$ высота развала будет заведомо меньше максимально допустимой высоты забоя, поэтому расчетами может не проверяться, а при $H_y > H_{\text{доп}}$ высоту развала следует понизить при взрыве до максимально допустимой высоты забоя, изменяя количество рядов взрывающихся скважин и удельный расход ВВ или уменьшить высоту уступа. Можно применить экскаватор с другими геометрическими параметрами.

Произведем расчет параметров развала по методике [2], в основу которого положен закон динамики поступательного движения твердого тела по инерции

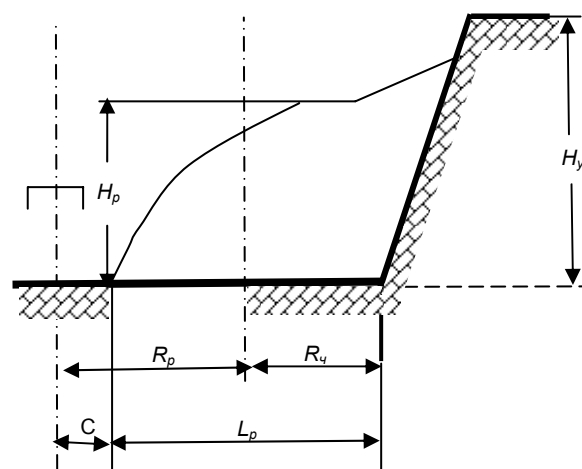


Рис. 1. Схема формирования развала породы при взрыве

под действием постоянной силы тяжести [3]. Уравнение траектории движения твердого тела под действием этих сил имеет вид

$$y = x \operatorname{tg} \alpha - \frac{gx^2}{2v_0^2 \cos^2 \alpha}, \quad (2)$$

где y – вертикальная координата; x – горизонтальная координата; α – угол бросания с горизонтом; g – ускорение силы тяжести.

Наибольшая дальность полета твердого тела вдоль горизонтальной оси

$$x_{\max} = \frac{v_0^2 \sin 2\alpha}{g}. \quad (3)$$

Начальную скорость движения горной массы, отбитой скважинным зарядом, можно определить по формуле

$$V = f^3 \sqrt{\left(\frac{Q}{W^3}\right)^2}, \quad (4)$$

где Q – масса заряда эмульсионного ВВ в скважине, кг; f – коэффициент крепости пород по шкале М.М. Протодяконова; W – линия наименьшего сопротивления (ЛНС), м.

На уступе карьера центр тяжести отбитой горной массы лежит на высоте, равной половине высоты уступа. Угол бросания $\alpha=0^\circ$. Траектория полета любой массы на уступе карьера описывается формулой

$$y = \frac{H}{2} - \frac{gx^2}{2V^2}. \quad (5)$$

Здесь вертикальная ось проходит через центр тяжести отбиваемого объема, а горизонтальная – по почве уступа.

Сила сопротивления воздуха выражается известной в аэродинамике квадратичной зависимостью [4]:

$$F_a = c_n S_m \frac{\rho_a \mathcal{G}^2}{2g}, \quad (6)$$

где c_n – коэффициент лобового сопротивления; S_m – площадь миделевого сечения куска горных пород, перпендикулярного вектору скорости, m^2 ; g – ускорение силы тяжести, m/s^2 ; ρ_a – плотность воздуха, kg/m^3 .

Поверхность взрывающегося горного массива открытая и имеет форму уступа с углом наклона α , а вектор максимальной начальной скорости полета куска направлен по ЛНС.

Коэффициент сопротивления воздуха определяем по известной формуле [5]:

$$b_c = 0,65 \frac{c_n}{X_k} \cdot \frac{\rho_a}{\rho}, \quad (7)$$

где X_k – фактический объем куска горных пород, m^3 ; ρ – плотность горных пород, kg/m^3 .

Фактический объем куска горных пород:

$$X_k = 1,3 \cdot \sqrt[3]{V_k}, m^3, \quad (8)$$

где V_k – фактический объем взорванных горных пород.

Преобразовывая формулы (7) и (8) получим формулу определения коэффициента сопротивления воздуха в зависимости от коэффициента лобового сопротивления:

$$b_c = \frac{\rho_a c_n}{2\rho \sqrt[3]{V_k}}. \quad (9)$$

Учитывая формулу (9) уравнение движения горной породы в векторной форме примет вид:

$$\frac{\partial \vec{g}}{\partial t} = - \frac{\rho_a c_n}{2\rho \sqrt[3]{V_k}} |\vec{g}| \vec{g} + g, \quad (10)$$

где \vec{g} – скорость движения, m/s ; t – время, s .

Уравнение решается в прямоугольной системе координат. Ось OY направлена вертикально вверх, ось OX – по горизонту. Начало координат помещаем в центр тяжести рассматриваемого объема сбрасываемой горной породы согласно рис. 2.

Проектируя вектор уравнения (10) на оси OX и OY , обозначая составляющие скорости по этим осям – \mathcal{G}_x и \mathcal{G}_y соответственно и присоединяя к уравнениям движения две кинематические зависимости, получаем систему:

$$\begin{cases} \frac{d\mathcal{G}_x}{dt} = - \frac{\rho_a c_n}{2\rho \sqrt[3]{V_k}} \mathcal{G}_x \mathcal{G} \\ \frac{d\mathcal{G}_y}{dt} = - \frac{\rho_a c_n}{2\rho \sqrt[3]{V_k}} \mathcal{G}_y \mathcal{G} - g \\ \frac{dx}{dt} = \mathcal{G}_x; \quad \frac{dy}{dt} = \mathcal{G}_y \end{cases}, \quad (11)$$

где $\mathcal{G} = \sqrt{\mathcal{G}_x^2 + \mathcal{G}_y^2}$

Начальным условием интегрирования будет при $t=0$:

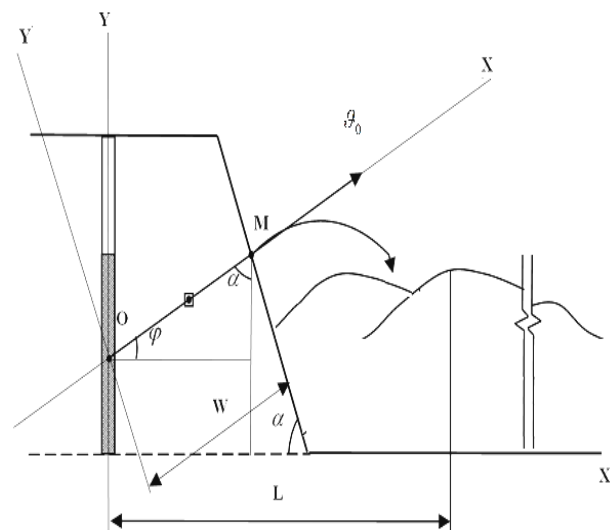


Рис. 2. Схема определения параметров разлета горных пород при взрыве скважинных зарядов ВВ
L – дальность бросания потока горных пород, м

$$g_x = g_0 \cos \varphi; \quad g_y = g_0 \sin \varphi; \quad x = 0; \quad y = 0$$

Начальная скорость бросания потока горных пород определяется из закона сохранения энергии по известной формуле [5]:

$$g_0 = \sqrt{\frac{2\eta q Q}{\rho}}, \text{ m/s} \quad (12)$$

где h – коэффициент полезного действия взрыва на сброс, $h = 0,05$; q – удельный расход ВВ, kg/m^3 ; Q – удельная теплота взрыва, J/kg .

Согласно работе [6], уравнения системы (11) зависят друг от друга.

Будем считать, что также как и в пустоте частицы горных пород при движении в воздухе совершают два независимых движения: по направлению вектора начальной скорости и направлению силы тяжести. В том и другом случаях на него действует сила сопротивления воздуха, величина которой соответствует составляющим скорости по этим направлениям.

Система уравнений принимает следующий вид:

$$\frac{dg_x}{dt} = -\frac{\rho_0 c_{\lambda}}{2\rho^3 \sqrt{V_{\kappa}}} g^2 \cos \varphi \quad (13)$$

Интегрируя формулу (13) проекция начальной скорости на оси ОХ принимает следующий вид:

$$g_x = -\frac{\rho_0 c_{\lambda}}{2\rho^3 \sqrt{V_{\kappa}}} g_0^2 \cos \varphi t + c_1, \quad (14)$$

$$t = 0, \quad g_x = g_0 \cos \varphi,$$

при $c_1 = g_0 \cos \varphi$, откуда. (15)

Из формул (14) и (15) проекция начальной скорости на ось ОХ принимает следующий вид:

$$g_x = \frac{dx}{dt} = -\frac{\rho_0 c_{\lambda}}{2\rho^3 \sqrt{V_{\kappa}}} g_0^2 \cos \varphi \cdot t + g_0 \cos \varphi. \quad (16)$$

После интегрирования уравнение (16) принимает следующий вид:

$$x = -\frac{\rho_0 c_{\lambda}}{2\rho^3 \sqrt{V_{\kappa}}} g_0^2 \cos \varphi \frac{t^2}{2} + g_0 \cos \varphi \cdot t + c_2, \quad (17)$$

при $t=0, x=0$, откуда $c_2=0$, получим формулу расчёта дальности бросания потока горных пород:

$$x = g_0 \cos \varphi \cdot t - \frac{\rho_0 c_{\lambda}}{2\rho^3 \sqrt{V_{\kappa}}} g_0^2 \cos \varphi \frac{t^2}{2}. \quad (18)$$

Теперь решим второе уравнение системы уравнения (11):

$$\frac{dg_y}{dt} = -\frac{\rho_0 c_{\lambda}}{2\rho^3 \sqrt{V_{\kappa}}} g_0^2 \sin \varphi - g. \quad (19)$$

После интегрирования уравнение (19) принимает следующий вид:

$$g_y = -\left(\frac{\rho_0 c_{\lambda}}{2\rho^3 \sqrt{V_{\kappa}}} g_0^2 \sin \varphi + g\right)t + c_3, \quad (20)$$

при $t = 0, g_y = g_0 \sin \varphi$, откуда

$$c_3 = g_0 \sin \varphi. \quad (21)$$

Из формул (21) и (20) проекция начальной скорости на ось ОУ принимает следующий вид:

$$g_y = \frac{dy}{dt} = -\left(\frac{\rho_0 c_{\lambda}}{2\rho^3 \sqrt{V_{\kappa}}} g_0^2 \sin \varphi + g\right)t + g_0 \sin \varphi \quad (22)$$

После интегрирования уравнения (22) принимает следующий вид:

$$y = g_0 t \sin \varphi - \left(\frac{\rho_0 c_{\lambda}}{2\rho^3 \sqrt{V_{\kappa}}} g_0^2 \sin \varphi + g\right) \frac{t^2}{2} + C_4. \quad (23)$$

При $t = 0, y = H/2$ и $C_4 = H/2$, получим формулу расчета высоты подъёма потока горных пород:

$$y = g_0 t \sin \varphi - \left(\frac{\rho_0 c_{\lambda}}{2\rho^3 \sqrt{V_{\kappa}}} g_0^2 \sin \varphi + g\right) \frac{t^2}{2} + \frac{H}{2}. \quad (24)$$

Учитывая формулы (18) и (24) система уравнений примет вид:

$$\begin{cases} x = g_0 t \cdot \cos \varphi - \frac{\rho_0 c_{\lambda} g_0^2 t^2}{4\rho^3 \sqrt{V_{\kappa}}} \cos \varphi; \\ y = g_0 t \cdot \sin \varphi - \left(\frac{\rho_0 c_{\lambda}}{2\rho^3 \sqrt{V_{\kappa}}} g_0^2 \sin \varphi + g\right) \frac{t^2}{2} + \frac{H}{2}; \end{cases} \quad (25)$$

где x – координатная ось по направлению дальности бросания потока горных пород (L); y – координатная ось по вектору силы тяжести.

Первая формула из системы уравнений (25) определяет дальность бросания потока горных пород:

$$L = g_0 t \cos \varphi - \frac{\rho_0 c_{\lambda} g_0^2 t^2}{4\rho^3 \sqrt{V_{\kappa}}} \cos \varphi, \text{ m} \quad (26)$$

При $y=0$ вторая формула из системы уравнений (25) примет вид:

$$\left(\frac{\rho_0 c_{\lambda}}{2\rho^3 \sqrt{V_{\kappa}}} g_0^2 \sin \varphi + g\right) t^2 - 2g_0 \sin \varphi \cdot t - H = 0. \quad (27)$$

Полученная формула имеет два решения:

$$t_1 = \frac{g_0 \sin \varphi - \sqrt{\left(g_0 \sin \varphi\right)^2 + \left(\frac{\rho_0 c_{\lambda}}{2\rho^3 \sqrt{V_{\kappa}}} g_0^2 \sin \varphi + g\right) H}}{\left(\frac{\rho_0 c_{\lambda}}{2\rho^3 \sqrt{V_{\kappa}}} g_0^2 \sin \varphi + g\right)} < 0. \quad (28)$$

$$t_2 = t = \frac{g_0 \sin \varphi + \sqrt{\left(g_0 \sin \varphi\right)^2 + \left(\frac{\rho_0 c_{\lambda}}{2\rho^3 \sqrt{V_{\kappa}}} g_0^2 \sin \varphi + g\right) H}}{\left(\frac{\rho_0 c_{\lambda}}{2\rho^3 \sqrt{V_{\kappa}}} g_0^2 \sin \varphi + g\right)}. \quad (29)$$

Таким образом, получена формула расчёта времени бросания потока горных пород (29).

Максимальная дальность бросания отбитой горной массы на уступе определяется по формуле

$$L_1 = V \sqrt{\frac{H}{g}} + 0,5W \quad (30)$$

Чтобы по дальности бросания определить длину развала, его максимальную высоту и другие параметры, необходимо принять модель формы поперечного сечения развала. Принятая модель формы поперечного сечения развала представлена на рис. 3.

Взрывом ряда скважин отбивается объем, поперечное сечение которого на рис. 3 имеет вид параллелограмма ABCD. Форма поперечного сечения развала по модели складывается из пяти геометрических фигур: прямоугольника 2 и четырех треугольников 1, 3, 4 и 5.

Длина передней части развала

$$L = \frac{L_1}{3} + 0,5(n-1)W, \quad (31)$$

где n – число взрывааемых рядов скважин.

Длина развала

$$L = L_1 + 0,25W + (n-1)W, \quad (32)$$

При диагональном короткозамедленном взрывании длина развала укорачивается. Присвоим вспомогательной величине L^* значение рассчитанной длины развала $L^*=L$. Тогда уточненная длина развала при диагональном взрывании будет определяться по формуле

$$L=L^*(0,75+0,27\cos 2\varphi),$$

где φ – угол между бровкой уступа и диагональю взрывааемого ряда скважин.

Для определения высоты развала необходимо найти суммарную площадь фигуры развала по модели сечения развала и приравнять ее площади ABCD с учетом коэффициента разрыхления породы при взрыве. Выполнив соответствующие построения и преобразования, получим

$$B_1 = \frac{1,13L - 0,63L_2}{ctg\beta} - \sqrt{\left(\frac{1,13 - 0,63L_2}{ctg\beta}\right)^2 - \frac{1,4HWn}{0,5ctg\beta}} \quad (33)$$

Здесь B_1 – высота прямоугольника 2 в модели сечения развала.

Высота треугольников 4 и 5 модели сечения развала

$$B_2 = 0,25B_1. \quad (34)$$

Максимальная высота развала

$$B = 1,25B_1. \quad (35)$$

Для удобства построения контура развала определим расстояние по оси x от начала координат до максимальной высоты развала

$$L^* = 0,5(L - L_2). \quad (36)$$

Коэффициент кучности развала определяется по формуле

$$K_k = \frac{B}{L} \quad (37)$$

Величинами, определяющими длину развала, являются: энергия заряда ВВ, плотность породы, ускорение силы тяжести и линия наименьшего сопротивления.

Длину развала породы при взрыве первого ряда скважин можно определить на основе теории подобия и размерности:

$$L_0 = Wf \left(\frac{E}{\rho g W^4} \right) \quad (38)$$

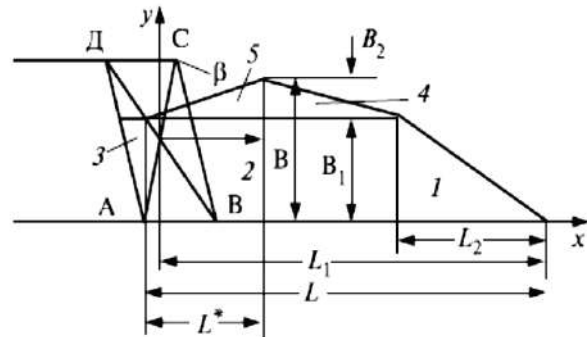


Рис. 1. Модель поперечного сечения развала отбитой горной массы

где W – линия наименьшего сопротивления, m ; E – энергия заряда эмульсионного ВВ, J ; ρ – плотность породы, kg/m^3 ; g – ускорение силы тяжести, m/s^2 ; f – коэффициент крепости пород по шкале М.М. Протодьяконова.

Данное уравнение с учетом коэффициента крепости пород f можно записать в следующем виде:

$$L_0 = \frac{E}{f\rho g W^2}. \quad (39)$$

Изменяя количество рядов взрывааемых скважин и удельный расход эмульсионных ВВ, можно уменьшить или увеличить высоту развала пород. При этом с увеличением количества рядов взрывааемых скважин и уменьшением удельного расхода эмульсионных ВВ высота развала увеличивается и, наоборот, с уменьшением количества рядов взрывааемых скважин и увеличением удельного расхода эмульсионных ВВ – уменьшается.

Таким образом, произведенные расчеты параметров разлета и развала отбитой взрывом горной массы позволяют создать оптимальные размеры подпорной стенки с целью сохранения геологической структуры горного массива, сокращения подготовительно-восстановительных операций при взрыве на уступе, повышения безопасности и увеличения производительности работы погрузочно-транспортного оборудования.

Библиографический список

1. Бирик И.П., Рубцов С.К., Сытенков Д.В. Управление взрывной подготовкой пород в технологических потоках карьеров. – Ташкент: Фан, 2008. – 424 с.
2. Казаков Н.Н., Викторов С.Д. Определение параметров развала отбитой взрывом горной массы на карьерах // Технологические проблемы разрушения в процессах горного производства. – Москва, 2003. – С. 137-140.
3. Яворский Б.М., Детлаф А.А. Справочник по физике для инженеров и студентов вузов. – М.: Наука, 1974. – 942 с.
4. Авдеев Ф.А., Барон В.Л., Блейман И.П. Производство массовых взрывов. – М.: Недра, 1977. – 312 с.
5. Черниговский А.А. Применение направленного взрыва в горном деле и строительстве. – Москва: Недра, 1976. – 312 с.
6. Комаров Б.Е. Анализ способов приготовления промышленных ВВ вблизи мест их использования. Сб. Взрывное дело № 93/50, 2001, изд. МГГУ, 205-211 с.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭФФЕКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ В ЗОНЕ ОСЛАБЛЕНИЯ ПРОЧНОСТИ МАССИВА ПРИ ВЗРЫВЕ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Мислибаев И.Т., доцент кафедры "Горное дело", кандидат педагогических наук, НГГИ

Ushbu keltirilgan ishda kon massivining yumshatish maydonidagi burg'ulash ishlarining effektiv parametrlari aniqlanib, ular qatordagi skvajinalarning orasidagi masofani va skvajinalar qatorlari orasidagi masofani 10-15 % ga oshirishga imkon beradi.

Tayanch iboralar: portlatish ishlari, portlash yordamida kon massivini yumshatish, usul, portlatish ishlarining parametrlari, tajriba, yumshatish maydoni o'lchamlari, sanoat sinovlari, burg'ulash-portlatish ishlari o'lchamlari, yoriqlar maydoni, skvajinalar orasidagi masofa, texnologik parametrlar, skvajinali zaryad, pog'ona balandligi, skvajina chuqurligi, zaboyka konstruksiyasi, kon-geologik sharoitlar, qatorlar orasidagi masofa, portlatiladigan skvajina zaryadlarining soni.

The article is showed the effective parameters of drilling-and-blasting works production in a zone of massif's weakening that allowing to increase by 10-15% distance between holes in a row and distance between rows of the holes.

Key words: explosive works, weakening of a massif as explosion, way, parameters of explosive works, experiment, the sizes of zones of easing, industrial tests, parameters of drilling-and-blasting works, cracking of an array, distance between wells, technological parameters, borehole charges, ledge height, depth of wells, a stemming design, mining-and-geological conditions, distance between ranks, quantity of the blown-up borehole charges.

Энергия взрыва в зоне ослабления прочности горного массива наиболее полно расходуется на дробление пород в том случае, если технологические параметры буровзрывных работ в этой зоне для конкретных горно-геологических условий являются эффективными и близки им.

Установление эффективных параметров БВР в зоне ослабления прочности горного массива, связанное с определением расстояний между рядами скважин и расстояний между скважинами в ряду, является важным фактором повышения их эффективности.

Для установления эффективных параметров БВР в зоне ослабления прочности горного массива в зависимости от их технологических параметров в различных по трещиноватости массивах горных пород были проведены пять серий опытно-промышленных взрывов на карьерах Зиадинского месторождения ГАЖДК «Ўзбекистон темир йўллари».

На рис. 1 и 2 приведены схемы расположения скважинных зарядов ВВ в зоне ослабления прочности массива для установления расстояний между рядами скважин ($b_{осл}$) и между скважинами в ряду ($a_{осл}$).

На блоке размещались скважинные заряды ВВ по типовому проекту данного рудника. Для установления между рядами скважин в зоне ослабления прочности горного массива размещались 5 экспериментальных скважинных зарядов ВВ того же диаметра на различных расстояниях от последнего ряда взрывае-

мой серии скважинных зарядов ВВ, схема которого приведена на рис. 1.

Эффективное расстояние между рядами скважин в зоне ослабления прочности массива устанавливалось путем переработки подошвы уступа, определяемой маркшейдерскими замерами по методикам [1, 2]. Эти эксперименты повторялись в зависимости от технологических параметров БВР в различных по трещиноватости массивах горных пород.

В результате обработки данных получены формулы определения эффективного расстояния между рядами скважин в зоне ослабления прочности массива при малой высоте уступа:

$$- \text{ для трудно-взрывааемых пород из граносиенитов: } b_{осл} = 0,9 W_{осл}, \text{ м; } \quad (1)$$

- для весьма трудно-взрывааемых пород из гранитов:

$$b_{осл} = 0,8 W_{осл}, \text{ м. } \quad (2)$$

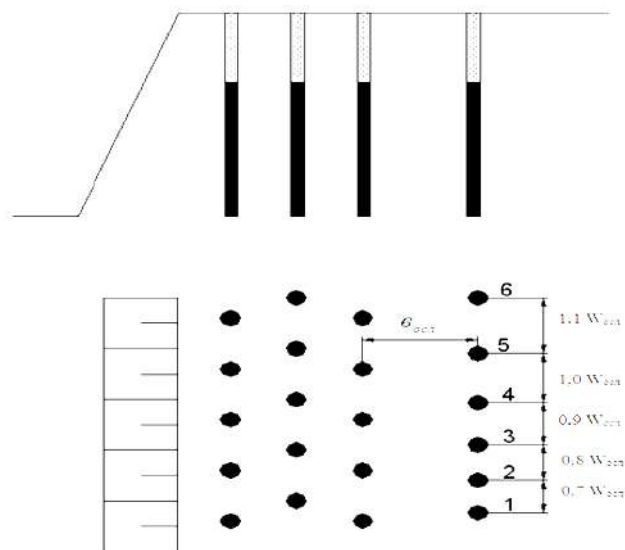
Учитывая технологические параметры БВР и категорию трещиноватости массива, получим:

- для трудно-взрывааемых пород из граносиенитов:

$$b_{осл.} = 1800 k_t k_s d \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma}}; \quad (3)$$

- для весьма трудно-взрывааемых пород из гранитов:

$$b_{осл.} = 1600 k_t k_s d \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma}}. \quad (4)$$



1-5 – скважинные заряды ВВ.

Рис. 1. Схема расположения скважинных зарядов ВВ в зоне ослабления прочности горного массива для установления расстояния между рядами

Для установления расстояния между скважинами в ряду в предполагаемой зоне ослабления прочности массива на различных расстояниях друг от друга в один ряд размещались экспериментальные заряды ВВ того же диаметра (рис. 2).

Эффективное расстояние между скважинами в ряду в предполагаемой зоне ослабления прочности массива устанавливалось по проработке подошвы уступа, определяемой по маркшейдерскому замеру [1, 2].

В результате опытно-промышленных взрывов установлены зависимости изменения расстояния между скважинными зарядами ВВ в зоне ослабления прочности массива от технологических параметров БВР в различных по трещиноватости массивах горных пород:

- для трудно-взрываемых пород из граносиенитов:

$$a_{осл} = 0,8 W_{осл}, \text{ м} \quad (5)$$

- для весьма трудно-взрываемых пород из гранитов:

$$a_{осл} = 0,7 W_{осл}, \text{ м} \quad (6)$$

Учитывая технологические параметры БВР и категорию трещиноватости массива, получим:

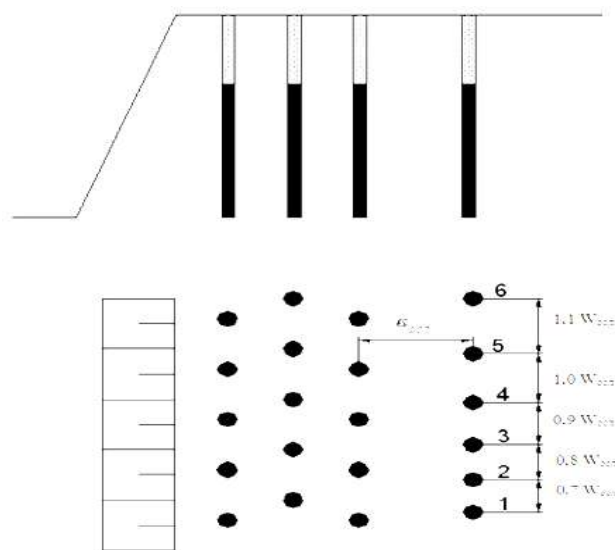
- для трудно-взрываемых пород из граносиенитов:

$$a_{осл} = 1600k_t k_3 d \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma}}, \quad (7)$$

- для весьма трудно-взрываемых пород из гранитов:

$$a_{осл} = 1400k_t k_3 d \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma}}, \quad (8)$$

В результате обработки данных получены зависимости эффективного расстояния между рядами скважин в зоне ослабления прочности массива на высоких уступах от технологических параметров БВР в различных по трещиноватости массивах горных пород:



1-6 – скважинные заряды

Рис. 2. Схема расположения скважинных зарядов ВВ в зоне ослабления прочности горного массива для установления расстояния между скважинами в ряду

- для трудно-взрываемых пород:

$$b_{осл} = \frac{0,03k_t k_3 m q h l^2}{\sqrt{0,56 p^2 + 4 m p q H l}}; \quad (9)$$

- для весьма трудно-взрываемых пород:

$$b_{осл} = \frac{0,027k_t k_3 m q h l^2}{\sqrt{0,56 p^2 + 4 m p q H l}}. \quad (10)$$

Также в результате опытно-промышленных взрывов установлены зависимости изменения расстояния между скважинными зарядами ВВ в зоне ослабления прочности массива от технологических параметров БВР в различных по трещиноватости массивах горных пород:

- для трудно взрываемых пород:

$$a_{осл} = \frac{0,026k_t k_3 m q h l^2}{\sqrt{0,56 p^2 + 4 m p q H l}}; \quad (11)$$

- для весьма трудно-взрываемых пород:

$$a_{осл} = \frac{0,023k_t k_3 m q h l^2}{\sqrt{0,56 p^2 + 4 m p q H l}}. \quad (12)$$

Таким образом, определены эффективные параметры производства буровзрывных работ в зоне ослабления прочности горного массива, позволяющие увеличить на 10-15 % расстояние между скважинами в ряду и расстояние между рядами скважин.

Библиографический список

1. Тураев А.С., Норов Ю.Д., Тухташев Б.Т. Экспресс-метод определения границ зоны ослабления горного массива // Горный журнал. – Москва, 2000. – №5. – С. 68.
2. Норов Ю.Д. Исследование зоны ослабления горного массива при взрыве скважинных зарядов ВВ // Научное сообщение. Институт горного дела им. А. А. Скочинского, 1985. Вып. 235. Научные основы управления состоянием горного массива. – С. 96-104.

РАЗВИТИЕ ГЛУБОКОГО КАРЬЕРА МУРУНТАУ В НОВЫХ ГРАНИЦАХ V ОЧЕРЕДИ

Йулдошев У.У., начальник горного отдела управления Навоийского ГМК

Maqolada Navoiy kom-metallurgiya kombinatiga qarashli Muruntau konining tog'-kon ishlarining istiqbolli rivojlanish masalalari ko'rib chiqilgan. Konni ochishda ochiq yer osti usulini joriy etish natijasida chuqur konlarda ma'dan tashish masofasi qisqarishi ta'minlanadi va bu kondan foydalanish ko'rsatkichlariga ijobiy ta'sir ko'rsatadi.

Tayanch iboralar: chuqur kon, davriy-uzluksiz texnologiya, qiya stvol, konda ma'dan o'tkazgich, qavariq qiyalik, qiyalik turg'unligi, maydalash uskunasi.

The article is considered the question of perspective development of mining operations at the NMMC's open pit «Muruntau». Implementation of an open and underground way of a pit opening provides reduction of distance of ore transportation that positively affects on a deep pit operating characteristics.

Key words: open pits, deep pits, cycling and line technology, inclined trunk, ore chutes in career, a convex board, stability of boards, crushers.

Технический прогресс в горнодобывающей области, результаты доразведки и прироста запасов глубоких горизонтов и конъюнктуры, изменения цен на воспроизводимую продукцию позволяют пересматривать принятые ранее проектные решения и вовлекать в открытую добычу новые запасы за счет реконструкции карьеров.

Реконструкция карьеров сопровождается частичным изменением технологических схем, схем вскрытия, транспортирования, заменой на высокопроизводительное оборудование и др. При этом обеспечивается расширение границ открытых разработок, техническое перевооружение и совершенствование технологических процессов, поэтапная разработка месторождений. Основной реконструкции карьера Мурунтау явилась необходимость продления сроков эксплуатации месторождений за счет снижения бортового содержания полезного ископаемого и вовлечение запасов концентрирующихся на глубоких горизонтах. Выполненными работами Integra и ВНИИПромтехнологии по разработке концепции развития карьера Мурунтау V очереди достигнуто обоснование экономической эффективности дальнейшей реконструкции карьера.

Карьер Мурунтау, который в настоящее время объединяет два месторождения Мурунтау и Мюntenбай ожидает в очень краткой перспективе непосредственного влияния реконструкции уже по счету 5 раз с реализацией проекта V очереди. Реконструкция карьера Мурунтау в основном затронет изменение конструкции бортов карьеров, схем вскрытия и рассмотрения комбинированных видов транспорта [1].

Анализ структуры себестоимости 1 t горной массы показывает, что наибольший удельный вес в этой себестоимости имеют транспортные расходы. Так, доля расходов на внутрикарьерный транспорт

в общей себестоимости 1 t полезного ископаемого составляет 40-50%, достигая на глубоких карьерах 60-70%.

Отсюда следует, что проблема снижения себестоимости выемки горной массы глубоких карьеров, зависит от транспортирования горной массы с растущих глубин разработки месторождений и, соответственно, уменьшение себестоимости полезных ископаемых приобретает важнейшее значение и ставит основные критерии проектирования карьеров:

- вскрывать и разрабатывать месторождения с предельно допустимыми углами откосов бортов карьера и, соответственно, с наименьшим объемом вскрышных пород;
- транспортировать горную массу по наикратчайшему расстоянию от места разработки и на борт карьера под предельным углом его устойчивости;
- обеспечивать значительную грузоподъемность (до 150-300 t) транспортной единицы и, соответственно, производительность (10-30 млн. t/год) одной дробильной установки;
- не иметь ограничений для транспортирования горной массы по высоте подъема (глубине карьера) и углу откоса борта карьера;
- осуществлять минимальные капитальные вложения и эксплуатационные расходы на транспорт;
- исключить загрязнение окружающей среды от транспортных средств;
- обеспечивать безопасность эксплуатации.

Первая задача экономического потенциала проекта заключается в формировании бортов карьера предельно допустимыми углами. Так функционирование карьера Мурунтау с начала эксплуатации и до предельных контуров IV очереди показал обеспеченность параметров углов бортов необходимой устойчивости в соответствии с расчетным коэффициентом.

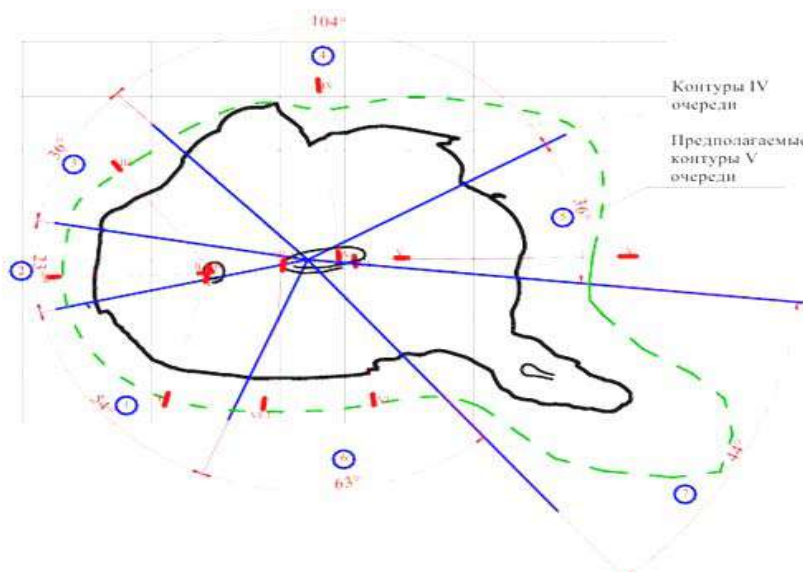


Рис. 1. Районирование участков карьера на блоки по условиям устойчивости

Выявленные до настоящего времени деформации бортов имеют локальный характер, приуроченных к зоне разломов, трещиноватости и направления слоистости пород подвергшего к сдвигению в пределах 1-3 уступов. Установление расчетных предельных параметров карьеров IV очереди карьера предшествовало проведенные значительные объемы работ по изучению горно-геологических, гидрогеологических, физико-механических свойств горных пород и районирования месторождения по блокам, анализа сейсмических воздействий взрывных работ и землетрясений. Сущность районирования сводится к выявлению участков прибортового массива с одинаковыми условиями устойчивости с учетом природных и технических факторов (рис. 1).

Выполненные аналитические проработки Integra Group LLC в 2015 г. по расчету параметров бортов карьера V очереди ставит серьезный вопрос обеспечения устойчивости бортов при принятых параметрах,

сравнение которых с IV очередью приводятся в таблице. Определенные расчетные углы бортов V очереди (табл. 1) формируют выпуклый борт карьера (рис. 2).

Развитие карьерного пространства верхних горизонтов в контурах V очереди будет в первую очередь поставлены в предельное положение ввиду горного закона вскрытия запасов. В связи с этим данный участок подвергается длительному стоянию бортов сроком до затухания горных работ. Нижние борта горизонта -75 m формируются в конце второго срока эксплуатационного периода V очереди, при условии разделения времени эксплуатации карьера на три срока. В этом случае обеспечение крутизны каскада бортов и устойчивость всего борта будет зависеть от большого количества критериев (включения углистых сланцев,

трещиноватость, отвод паводковых и технических вод, исключение разрушения борта от взрывных воздействий и др.), которые необходимо будет учитывать на весь период эксплуатации.

Второй задачей экономического потенциала проекта глубокого карьера зависит от принятой схемы вскрытия и системы транспортировки горной массы, обеспечивающие минимальные затраты. Схему вскрытия необходимо рассматривать в увязки с системой транспорта. Согласно проведенных анализов оценки эффективности применения комбинированного транспорта [2] при расчетной производительности карьера по руде 25 млн. t в год показывает на экономическую эффективность традиционного конвейерного транспорта (табл. 2).

По данным компании Sandvik, наилучшие технико-экономические показатели работы системы ЦПТ достигаются при транспортировании не менее 80–90% горной массы карьера [3]. Фактически в на-

Сравнительные параметры предельных бортов карьера Мурунтау

Таблица 1

Интервал отметок, m	Направление - азимут (угол влияния), градусы						
	185 (54)	268 (23)	323 (36)	354 (104)	90 (36)	110 (63)	120 (44)
	Блоки районирования бортов карьера						
	1	2	3	4	5	6	7
	Углы наклона участков бортов						
от 600 до 240	30	31	32	28	29	26	45
от 240 до -75	40	40	40	38	41	37	48
от -75 до -570	56	54	52	55	55	55	55
Генеральный угол карьера V очереди	36	31	36	37	28	41	34
Генеральный угол карьера IV очереди	31	31	32,1	32,1	27,9	32,1	40

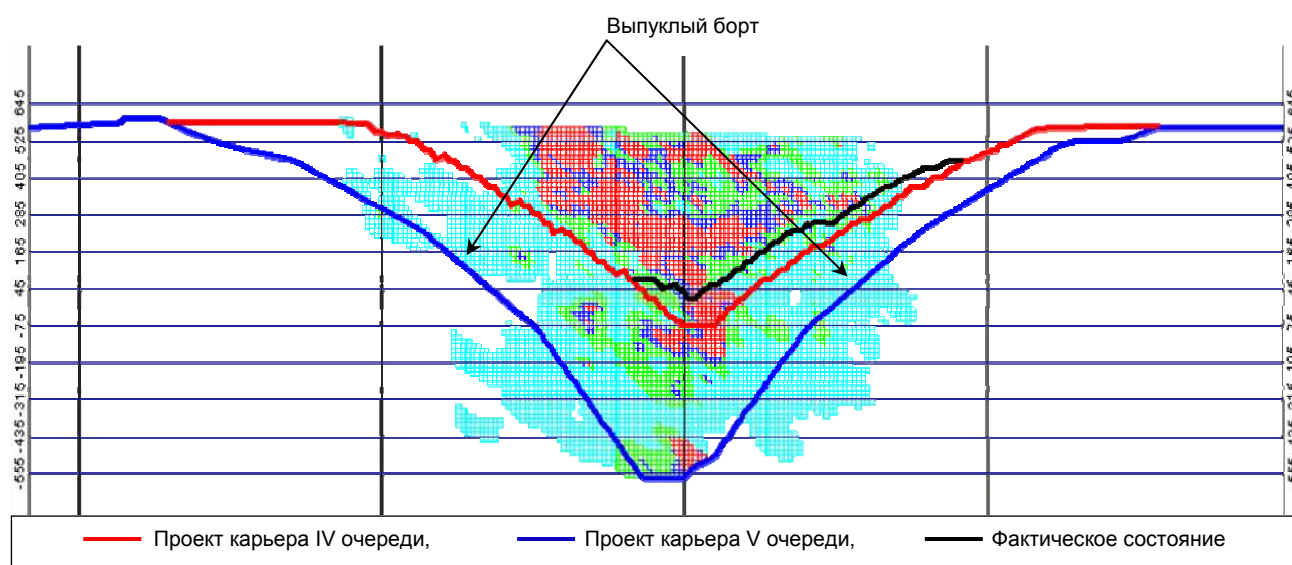


Рис. 2. Поперечный разрез карьера

стоящее время карьером Мурунтау объем транспортировки горной массы по комплексам ЦПТ составляет 44%.

По проработанным вариантам развития горных работ [4] с построенным календарным графиком V очереди карьера Мурунтау предусматривается увеличение выемки горной массы, которая составляет 80 млн.м³/год. При этом углубочной системой разработки предусматривается отработка бортов с временно нерабочими бортами и увеличение объема горной массы транспортируемой комплексами ЦПТ. Варианты системы транспорта, предложенные генеральным проектным институтом ГУП «Узгеорангметлити» и вариант специалистов НГМК будут рассматриваться в стадии проектирования ПТЭО.

Один из вариантов схемы вскрытия с применением подземных выработок предусматривает наклонный ствол на северном фланге борта карьера с наклоном 15°, в котором размещается конвейер принимающий руду с бункеров с рудоспусками. А вскрышной комплекс системы транспорта размещается на северном, восточном и юго-западном бортах карьера (рис. 3).

В данной схеме руду предусматривается транспортировать через рудоспуски, которые являются

новым технологическим внедрением для карьера Мурунтау. В настоящее время известно применение карьерных рудоспусков в основном при разработке нагорных месторождений [4, 5]. По литературным источникам известно широкое распространение перепускных систем на основе применения рудоспусков и на зарубежных карьерах. Со значительным риском было запроектировано применение глубоких рудоспусков в сложных горно-геологических условиях разработки нагорного месторождения апатито-нефелиновых руд «Плато Расвумчорр» рудником Центральный П.О. «Апатит» (Хибины).

Во многих случаях оптимальный угол наклона рудоспусков составляет 60–70°, в основном заключающийся в перпендикулярном расположении к складчатой структуре горных пород с целью долгосрочного сохранения стенок рудоспусков от динамических воздействий падающих частиц. Так, на руднике Центральный П.О. «Апатит» имеются рудоспуски высотой 600 м эксплуатируемые в течение 50 лет [6].

Эксплуатация рудоспусков требует изучения технологических схем ввода и вывода их из эксплуатации. Расчетное количество рудоспусков зависит от пропускной способности определяющей диаметром рудоспуска и объемов грузопотока на рудоспуск, при котором обязательно предусматривается содержание резервного рудоспуска. Диаметр рудоспусков принимают не менее трех диаметров максимального размера разгружаемых кусков руды. Для контроля высоты столба руды в рудоспуске необходимо предусматривать методы замера, с целью снижения разрушающих воздействий падающих частиц на стенки рудоспусков. По мере углубки рабочей площадки рудоспуск погашается на высоту отработанного уступа.

Таблица 2
Сравнительный анализ применения комбинированного транспорта

Транспортная альтернатива	Общие капиталовложения, долл. США	Расчетные эксплуатационные затраты, долл. США/т
Крутонаклонный конвейер	92 896 538	0,77
Традиционный наклонный конвейер	44 500 613	0,42
Подъем скипами в вертикальном стволе	68 752 500	0,46
Подъем наклонными скипами	52 702 500	0,43

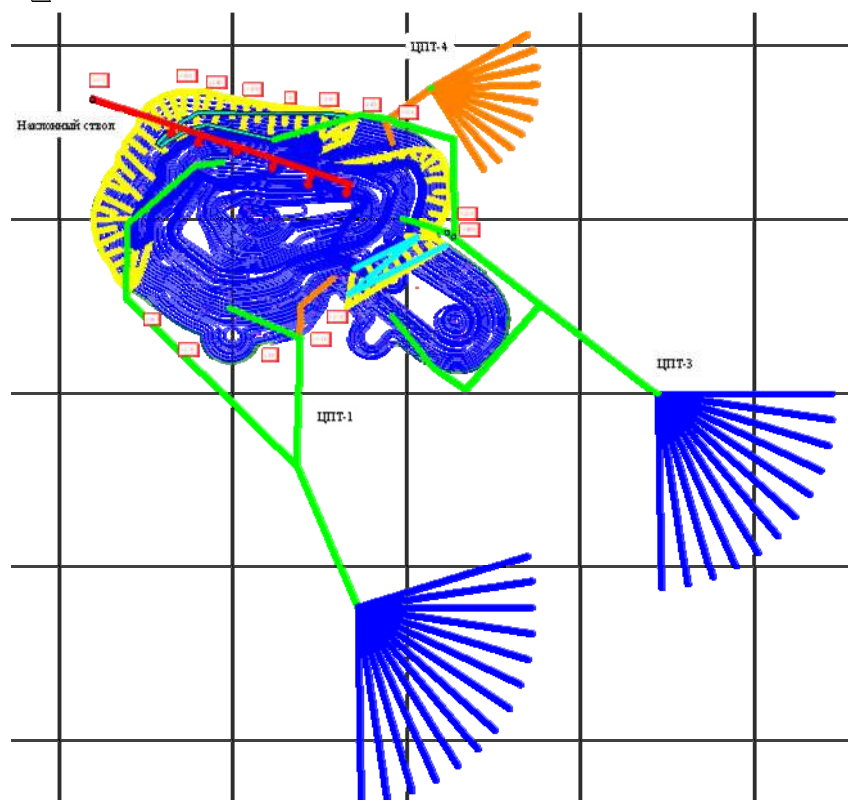


Рис. 3. Схема вскрытия карьера с размещением системы транспорта

В работах [7] и опытом работы дробильного устройства на базе щековых дробилок типа СМД доказано, что производительность комплекса по руде может составлять 16–17 млн. т/год. В современном исполнении такую же производительность могут обеспечить передвижные дробильные агрегаты на базе щековых дробилок. По опыту работы дробильных устройств на базе передвижных конусных дробилок известно, что их

производительность может достигать 18–20 млн. т/год и в некоторых случаях больше при меньшем диаметре выходного куска (320–350 мм) [8].

Выводы:

Формирование выпуклого борта карьера с крутым углом на нижних каскадах горизонтов требует проведения дополнительных исследований и апробации, как на моделях так и в реальных условиях.

Применение крутонаклонной конвейерной линии является наиболее капиталоемкой работой и требует значительные эксплуатационные затраты, что снижает экономическую привлекательность проектных решений.

Применение транспортных схем с использованием рудоспусков и конвейеров для достижения минимального плеча транспортирования руды выдвигается, как вариант быстрой окупаемости капитальных вложений и получения максимума прибыли из-за резкого снижения затрат на транспортных операциях по сравнению с традиционной (автомобильной) технологией.

Для обеспечения ритмичной и долговременной эксплуатации рудоспусков, в том числе с их использованием в системе ЦПТ необходимо на стадии проектных работ более обосновано решать вопросы как выбора технологии их проходки и срезки, так и режима выпуска руды с учетом гранулометрического состава материала.

Библиографический список

1. Материалы VIII Международной научно-технической конференции: Горно-металлургический комплекс: достижения, проблемы и современные тенденции развития. Йулдошев У.У. V очередь развития карьера «Мурунтау» Навоийского ГМК. Навоий, 2015 г. стр. 87.
2. Международная научно-практическая конференция. Открытые горные работы в XXI веке (2011 г.). ООО «СПб-Гипрошахт», Горный институт Кольского научного центра РАН. Техничко-экономическое обоснование структуры и параметров внутрикарьерного транспорта для мощных глубоких карьеров.
3. Phil Morriss, Макеев А. «Системы дробления и транспортировки горных пород в карьерах» www.mining-media.ru
4. Отчеты Integra Group LLC и ВНИПИПромтехнологии «Разработка концептуальных положений ПТЭО «Отработка карьера «Мурунтау» (V очередь)». 2015 г.
5. Щелканов В. А. Подземные выработки на карьерах. М. «Недра», 1982г. – 129 с.
6. Гуцин В.В., Епимахов Ю.А., Козырева А.А. и др. Глубокие рудоспуски. – Апатиты: Изд. Кольского научного центра РАН, 1999. – 196 с.
7. Леонтьев А. А., Белогородцев О.В., Громов Е.В., Казачков С.В. Вскрытие глубоких горизонтов карьера «Железный» Ковдорского ГОКа подземными выработками. Международная конференция, 2013г. 212-222 с.
8. Дриженко А. Ю. Карьерные технологические горнотранспортные системы. Днепропетровск, 2011г. – 542 с.

ОБОСНОВАНИЕ МЕТОДИКИ РАСЧЕТА ВОЗДУХОПОТРЕБНОСТИ ШАХТЫ «М» ДЛЯ ПРОВЕДЕНИЯ ВОЗДУШНО-ДЕПРЕССИОННОЙ СЪЁМКИ

Назаров З.С., ведущий инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук; Базаров В.А., магистрант каф. «Горное дело» НГГИ

Maqolada shaxtalarni shamollatishda havo ehtiyojini hisoblash metodikasiga asoslangan, NKMK MKBning «M» shaxtasida o'tkazilgan depression su'ratga olish hisobi natijalari keltirilgan bo'lib, hisob uskunalari tavsiya qilingan. O'tkazilgan depression su'ratga olish asosida shaxtaning yetarli hajmda toza havo bilan ta'minlashi o'rnatilgan.

Tayanch iboralar: shamollatish, havo ehtiyoji, depression su'ratga olish, texnologik kamera, gorizont, zaboy, qazilayotgan joy, ishlangan gazlar, bosim.

The article is considered the development of imitating models of the mines ventilation schemes currently and perspective. In software was worked out the depression programs. Evaluated the ventilation stability on plugging the wind through ventilation doors, mounted at shaft sidings.

Key words: depression, ventilation, air stream, depressiogramma, airing, trunk, development, imitating models, shaft station.

В основу методики расчёта воздухопотребности шахты «М» заложен позабойный метод. Расчёт необходимого количества свежего воздуха выполняется для отдельных забоев, технологических камер и выработок с последующим его суммированием по участкам, крыльям, горизонтам и по руднику в целом, с учётом коэффициентов утечек, неравномерности распределения и резерва.

Количество воздуха, необходимое для проветривания забоев и выработок, рассчитывается по следующим факторам:

- по условию разжижения ядовитых газов от взрывных работ до санитарно-допустимых норм; по условию разжижения выхлопных газов при работе самоходного дизельного оборудования (методика будет использована при определении воздухопотребности на перспективу);

- по условию выноса пыли;

- по максимально возможному количеству людей, находящихся в выработке.

Подсчёт количества воздуха, необходимого для проветривания рудника, производится по методикам, представленным в [1, 2].

Воздушно-депресссионная съёмка проводится с обязательным измерением сечения горных выработок, скорости и направления движения воздуха, температуры и барометрического давления. Скорости движения воздуха в выработках измеряется крыльчатými и чашечными анемометрами (АСО-3, МС-13), температура - психрометром Ассмана, давление – микробарометрами МБ-63. Замерные пункты выбираются на основных воздухоподающих и исходящих выработках, таким образом, чтобы можно было просчитать баланс по воздуху в узлах сопряжений горных выработок.

Изменение атмосферного давления контролировалось установленным на время проведения воздушно-депресссионной съёмки барографом.

Методика расчёта количества воздуха для разжижения ядовитых газов от взрывных работ очистных выработок. Расчёт количества воздуха, необходимого для проветривания очистных выработок.

Количество воздуха, необходимое для проветривания камер в случае, когда применяются массовые взрывы, рассчитывается по формуле [3]:

$$Q_{оч} = \frac{a}{60 \cdot T} \sqrt{B_y \cdot V_3}, \text{ m}^3/\text{s} \quad (1)$$

где, а – коэффициент (для систем поэтажного обрушения и камерной системы с послойной отбойкой глубокими скважинами, равен 40,3); Т – время проветривания, min; B_y – условный заряд ВВ, kg;

$$B_y = i \cdot B$$

В – количество одновременно взрываемого ВВ, kg; i – коэффициент фактического газовыделения (при $B_y < 3$, $i = 0,175$); V_3 – объём загазованных выработок, m^3 ;

$$V_3 = V_u + I_{ВВ0} \cdot B_y, \text{ m}^3$$

V_u – объём выработок на исходящей струе, m^3 ; $I_{ВВ0}$ – общая газовость ВВ, $I_{ВВ0} = 0,9 \text{ m}^3/\text{kg}$.

Количество воздуха, необходимое для проветривания очистных камер при отбойке скважинными зарядами производится по формуле, представленной [3].

$$Q_{оч} = \frac{V_k}{60 \cdot T \cdot K_g} \ln \frac{650 \cdot I_{ВВ0}}{V_k}, \text{ m}^3/\text{s} \quad (2)$$

где, V_k - объем камеры, m^3 ; T - время проветривания, min ; k_b - коэффициент полезного действия проветривания камеры; $k_b=0,4$ при высоте камеры более 60 м и когда в камере действуют несколько свободных струй.

Расчёт количества воздуха, необходимого для проветривания нарезных и подготовительных выработок. Для проветривания восстающих выработок количество воздуха определяется по формуле:

$$Q_v = \frac{0,35 \cdot k_1 \cdot k_2}{60 \cdot T} \sqrt{\frac{B \cdot I_{BB} \cdot H \cdot S}{0,008 \cdot k_{ут.тр}}}, m^3/s \quad (3)$$

где, k_1 - коэффициент, учитывающий высоту восстающего, $k_1 = 0,98$; k_2 - для нагнетательного способа проветривание $k_2 = 1$; H - высота восстающего, м; S - сечение восстающего, m^2 ; I_{BB} - газовость ВВ, $I_{BB}=40$ l/kg ; $K_{ут.тр}$ - коэффициент утечек воздуха в трубопроводе.

При проходке горизонтальных выработок и нагнетательном или комбинированном способах проветривания воздухопотребность определяется, по формуле:

$$Q_v = \frac{2,25}{60 \cdot T} \sqrt[3]{\frac{B \cdot I_{BB} \cdot L^2 \cdot S^2 \cdot k_{об}}{k_{ут.тр}^2}}, m^3/s \quad (4)$$

где, S - средняя площадь поперечного сечения выработки в свету, m^2 ; L - длина тупиковой части выработки, м; $k_{об}$ - коэффициент, учитывающий обводненности выработки.

Методика расчёта количества воздуха для разжижения выхлопных газов при работе самоходного дизельного оборудования. Количество воздуха, необходимое для проветривания выработок при работе самоходного дизельного оборудования, рассчитывается по формуле [4]:

$$Q_{диз} = \frac{q \cdot k_0 \cdot \sum M}{60}, m^3/s \quad (5)$$

где, q - норма подачи воздуха на единицу мощности двигателя, $q=5,0$ $m^3/(л.с. \times min)$; k_0 - коэффициент одновременности работы, при работе одновременно одной, двух, трёх и более машин k_0 соответственно, принимает значения 1,0; 0,9; 0,85; $\sum M$ - суммарная мощность двигателей, л.с.

Методика расчёта необходимого количества воздуха по условию выноса пыли из выработок. Количество воздуха, необходимое для выноса витающей в рудничной атмосфере пыли, рассчитывается по формуле:

$$Q_n = V_{min} \cdot S, m^3/c \quad (6)$$

где, V_{min} - минимальная допустимая скорость движения струи воздуха, m/s ; S - площадь поперечного сечения очистной выработки или суммарная площадь поперечного сечения выработок, блока, m^2 .

При системах разработки с открытым очистным пространством и боль-

шой площадью поперечного сечения очистной выработки, вместо площади поперечного сечения всей выработки, следует принимать площадь поперечного сечения призабойного рабочего пространства шириной 5 м.

Методика расчёта расхода воздуха по числу людей.

$$Q_{выр} = \frac{6,0 \cdot n}{60}, m^3/s \quad (7)$$

где 6,0 - норма подачи свежего воздуха на одного человека, m^3/min ; n - наибольшее число людей одновременно работающих в выработке.

Методика расчёта количества воздуха для проветривания шахты. Расчёт требуемого количества воздуха для проветривания шахты в целом производится по формуле:

$$Q_{ух} = [k_n \cdot k_{3,0ч} \cdot \sum Q_{оч} + k_{3,n} \cdot \sum (Q_e + Q_в) + \sum Q_k + \sum Q_{под} + \sum Q_{ут}] , m^3/s \quad (8)$$

где, k_n - коэффициент неравномерности распределения воздуха в вентиляционной сети шахты, $k_n=1,2$; $Q_{под}$ - количество воздуха на поддержание выработок, m^3/s ; $Q_{ут}$ - внутришахтные утечки воздуха, m^3/s .

Производительности главной вентиляторной установки с учётом резерва следует рассчитывать по формуле:

$$Q_{вент} = 1,14 \cdot (Q_{ух} + Q_{ут.внеш}), m^3/s \quad (9)$$

где, $Q_{ут.внеш}$ - внешние утечки воздуха, m^3/s .

Воздухопотребность шахты, производительность вентилятора. Выполняя расчёт по формуле (12) установлено, что воздухопотребность шахты составляет 70,9 m^3/s . Производительность вентилятора, рассчитанная по формуле (13) с учётом коэффициента запаса и внешних утечек, должна составлять 98,0 m^3/s .

Результаты расчёта воздухопотребности на современное положение приведены в табл. 1.

Как видно из таблицы, представленные результаты свидетельствуют о стопроцентной обеспеченности шахты свежим воздухом всех потребителей, даже с достаточным запасом.

Таблица 1
Обеспеченность шахты «М» свежим воздухом

Наименование	Количество воздуха, m^3/s		Обеспеченность, %
	расчётные	фактические	
Производительность вентилятора	98,0	109,2	111,4
На проветривание шахты, в том числе на:	70,9	94,3	133,0
горизонт +128,0 м	14,9	17,8	119,5
горизонт +78,0 м	13,3	11,1	83,5
горизонт 0,0 м	42,7	65,4	153,2

Библиографический список

1. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. Ташкент: 1996.
2. Министерство цветной металлургии. Методические указания по проведению воздушно-депресссионных съемок и обработке их результатов на рудниках цветной металлургии СССР. Свердловск: 1980 г.
3. Справочник по рудничной вентиляции. М.: Недра. 1977 г.
4. Временная инструкция по расчету количества воздуха, необходимого для проветривания рудных шахт. М.: -1983.

УДК 622.7:622.342(575).

© Umarova I.K. 2016 y.

TEMIRKON KONI RUDA NAMUNASINING BOYITILUVCHANLIGINI O'RGANISH

Umarova I.K., "Konchilik ishi" kafedrası dotsenti, kimyo fanlari nomzodi, ToshDTU

В статье приводятся результаты исследований обогащения технологической пробы железосодержащих руд месторождений Темиркан. Приведены результаты опытов по обжигу, магнитной сепарации и флотации. В результате проведенных исследований по переработке железосодержащей руды рекомендуется магнитно-флотационная схема обогащения. По этой схеме получен железный концентрат, содержащий 63,7 % железа при его извлечении 77,3 %.

Опорные слова: муфельная печь, магнитная сепарация, технологические параметры, флотация, опытные работы, измельчение, технологическая схема, остатки, технологические параметры, извлечение железа.

In the article are given the research results of technological samples enrichment of the iron-bearing ores at the Temirkan deposits. The Roasting, magnetic separation and flotation results of researches are given there. As a result of the conducted researches on processing of iron bearing ores it was recommended the magnetoflotation treatment scheme. In this scheme was received iron concentrate containing 63,7% of iron in case of its extraction 77,3%.

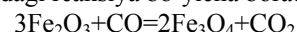
Key words: muffle furnace, magnetic separation, technological parameters, flotation, experimental operations, grinding, technological diagram, residuals, technological parameter κ , iron extraction.

Ma'lumki, respublikamizning temirli ruda va qotishmalarga bo'lgan ehtiyoji tobora ortib borayotganligi tufayli Bekobod metal kombinatining mahalliy xomashyolardan po'lat eritishga o'tishi mo'ljallanmoqda. Shu tufayli temirli rudalarni boyitishning texnologiyasini o'rganish va texnologik sxemani tavsiya qilish borasidagi izlanishlar dolzarb masala hisoblanadi.

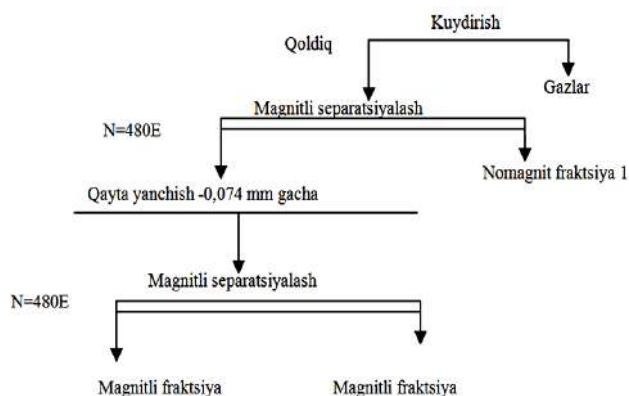
Tadqiqotlar ob'ekti sifatida Temirkon koni temirli rudasi namunasi o'rganildi. Ruda namunasining moddiy tarkibini o'rganish natijasida u rudalarning gematit-magnetitli turiga kirishi aniqlandi. Namunadagi temirning miqdori 35,65 %. Mis bilan oltin juda kam miqdorda uchraydi. Namunadagi zararli qo'shimchalarga oltinugurt - 3,9 % va fosfor oksidi - 0,11 % kiradi. Asosiy rudali minerallar gematit, magnetit va piritdir.

Rudadagi kuchsiz magnitli minerallar (limonit, gematit, siderit) ni kuchli magnitli minerallar (magnetit, maggemit) ga o'tkazish maqsadida magnitlovchi kuydirish o'tkazildi. Bunda qaytaruvchi sifatida ko'mir ishlatildi (sarfi 3-4 % quruq ruda og'irligidan). Rudada

temir katta miqdorda gematit holda uchraydi. Gematitning qaytarilishi quyidagi reaksiya bo'yicha boradi:

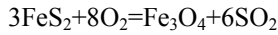


Magnitlovchi kuydirish mufl pechlarida 600-650°S xaroratda 2 h mobaynida olib borildi. -3+0 mm yiriklikdagi 1 kg ruda yanchilgan ko'mir bilan



1-rasm. Magnitlovchi kuydirishdan keyingi rudani magnitli separatsiyalash sxemasi

aralashirildi. Kuydirishning boshlang'ich davrida shixta qizdirildi, namlik bug'latildi. Bunda temir oksidlari va boshqa birikmalar parchalanadi, sulfidlar oksidlanadi. Oltiingurt quyidagi reaksiya bo'yicha chetlashtiriladi:



Mahsulot bir necha marta aralashirildi. Qoldiqning chiqishi ko'mir qo'shilganda 94,23 %, ko'mir qo'shilmaganda 96 %. Undan kimyoviy tahlil uchun namuna olindi va qolgan qismi 1- rasmdagi sxema bo'yicha magnitli separatsiyalashga uchratildi.

Rudani magnitlovchi kuydirishdan keyingi magnitli separatsiyalash natijalari 1-jadvalda keltirilgan.

Ko'mir yordamida va ko'mirsiz magnitlovchi kuydirishni qo'llash texnologik ko'rsatkichlarni yaxshilashga imkon bermadi. Shuni ta'kidlash lozimki, oltiingurtning miqdori magnitlovchi kuydirishdan keyin 1 % gacha, magnit fraksiyasida esa 0,09–0,12 % gacha kamayadi.

Shuningdek, temirni boyitmaga ajratish uchun flotatsiya tajribalari o'tkazildi. Flotatsiya usulida boyitishda quyidagi reagentlar ishlatildi: muhit sozlovchisi sifatida soda, faollashtiruvchi sifatida mis kuporosi, to'plovchi sifatida kaliyning butil ksantogenati, ko'pik hosil qiluvchi sifatida T-80.

Tajribalar rudani 90 % - 0,074 mm li sinfgacha yanchish, asosiy flotatsiya, flotatsiya chiqindisini ho'l magnitli separatsiyalashni o'z ichiga oluvchi sxema bo'yicha olib borildi.

Shuningdek, rudani magnitli separatsiyalash-flotatsiya usulida boyitish bo'yicha tajribalar o'tkazildi.

Bosqichli magnitli separatsiyalashning nomagnit fraksiyasi qayta yanchildi, shlamsizlantirildi va flotatsiyaga uchratildi. Flotatsiyalashda muhit sozlovchisi sifatida soda, to'plovchi sifatida kaliyning butil ksantogenati, ko'pik hosil qiluvchi sifatida talliy yog'i ishlatildi. Tajriba natijalari 2-jadvalda keltirilgan.

Olib borilgan tajribalar asosida Temirkon koni rudasini boyitish uchun magnitli separatsiyalash - flotatsiya sxemasi tavsiya qilindi (2-rasm). Magnitli separatsiyalash va flotatsiyalash orqali temirli boyitma ajratildi. Bunda oltiingurt chiqindi tarkibida qoladi.

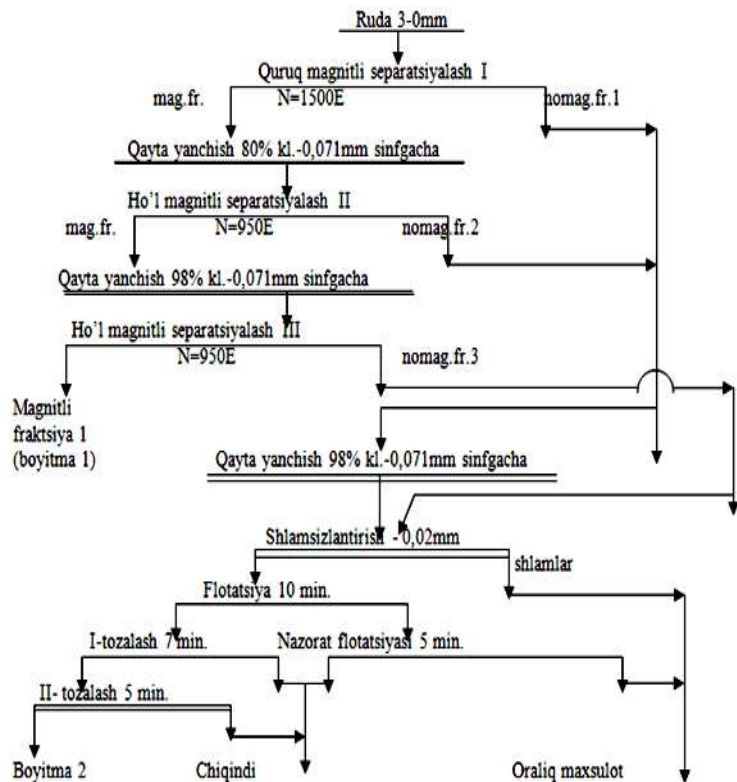
Ishlab chiqilgan texnologik sxemani qo'llab, temir ajralishi bo'yicha yaxshi natijalar olindi. Tarkibida 63,7 % temir saqlovchi temirli boyitma olindi, temirning boyitmaga ajralishi 77,3 % ni tashkil qildi. Oltiingurt esa 94 % chiqindiga o'tadi, uning chiqindidagi miqdori 6,9 %. Zarur bo'lgan xollarda oltiingurtning sulfidlarning bosqichli flotatsiyalash texnologiyasi bo'yicha ajratib olish mumkin.

1-jadval
Rudani magnitlovchi kuydirishdan keyingi magnitli separatsiyalash natijalari

Boyitish mahsulotlari	Chiqishi, %	Temirning miqdori, %	Temirning ajralishi, %	Tajriba sharoiti
Magnitli fraksiya	41,9	61,24	70,6	4% ko'mir qo'shib
Nomagnit fraksiya 1	45,3	19,7	24,4	
Nomagnit fraksiya 2	12,8	13,63	4,8	
Qoldiq	100	36,34	100	Ko'mir qo'shmasdan
Magnitli fraksiya	37,0	58,24	61,3	
Nomagnit fraksiya 1	54,5	22,2	34,4	
Nomagnit fraksiya 2	8,5	17,79	4,3	
Qoldiq	100	35,17	100	

2-jadval
Tavsiya qilingan sxema bo'yicha olingan natijalar

Maxsulotlar	Chiqishi, %	Miqdori, %			Ajralishi, %		
		Fe _{um.}	Fe _{mag.}	S	Fe _{um.}	Fe _{mag.}	S
1	2	3	4	5	6	7	8
Magnitli separatsiyalash-flotatsiya sxemasi bo'yicha							
Boyitma 1 (magnit. fr.)	43,2	63,7	33,98	0,3	77,3	90,6	3,4
Boyitma 2 (fl.)	2,5	46,75	3,7	1,22	3,3	0,6	0,8
Oraliq maxsulot	2,8	25,41	2,64	2,46	2,0	0,5	1,8
Chiqindi	51,5	12,03	2,61	6,9	17,4	8,3	94,0
Ruda	100	35,61	16,2	3,78	100	100	100
Flotatsiya-magnitli separatsiyalash sxemasi bo'yicha							
Boyitma 1 (magnit. fr.)	44,3	62,9	33,64	0,25	78,2	92,0	3,0
Sulfidli boyitma	11,1	35,5	3,48	32,02	11,1	2,4	94,5
Chiqindi	44,6	8,57	2,03	0,21	10,7	5,6	2,5
Ruda	100	35,61	16,3	3,76	100	100	100



2-rasm. Temirkon koni rudasini boyitishning tavsiya qilingan magnitli separatsiyalash - flotatsiya sxemasi

Flotatsiya – magnitli separatsiyalash sxemasi bo'yicha tarkibida 62,9 % temir saqlovchi, temirning boyitmaga ajralishi 78,2 % li temirli boyitma va tarkibida 32,02 % oltingugurt saqlovchi, ajralishi 94,5 % li sulfidli boyitma olindi.

Shunday qidib, olib borilgan tadqiqotlar natijasida shunday xulosa qilindi: Temirkon koni rudasini

magnitli separatsiyalash-flotatsiya sxemasi bo'yicha qayta ishlab yuqori texnologik ko'rsatkichlarga berishish mumkin. Temirning boyitmadagi miqdori 63,7 %, boyitmaga ajralishi 77,3 % ni tashkil qiladi. Rudani qiyin boyitiluvchi turga kiritish mumkin.

Bibliografik ro'yxat

1. Иванов А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Том II. Технология обогащения полезных ископаемых.- М., 2012, 510 с.

УДК 622.286.4(043.3)

© Тухташев А.Б., Шоназаров О.У. 2016 г.

ВЛИЯНИЕ ЗАБОЙКИ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

Тухташев А.Б., заведующий кафедрой «Горное дело», канд. техн. наук, доцент, НГГИ; Шоназаров О.У., магистрант кафедры «Горное дело», НГГИ

O'tkazilgan sanoat tajribalari shuni ko'rsatdiki, faol zaboykalarni qo'llash, bir tekisda yanchish va uch va undan ortiq negabarit chiqishini kamaytirish, 400 mm.li yirik fraksiyalarni 1,8-2,0 martaga kamaytirish, portlatilgan kon jinsining ag'darilish kengligini 6-8 metrga va portlashda bo'laklarning uchishini ancha kamaytirishga imkoniyat beradi.

Tayanch iboralar: faol zaboyka, foydali qazilmalarni qazib olish, portlatish ishlariga tayyorgarlik, portlash, kon massivi, portlash energiyasi, massivni yanchish, detonatsiya mahsulotlari, energiyani yo'qotish, yanchish intensivligi, zaboyka material, unumdorlik.

Conducted industrial tests have shown that the use of the active tamping ensures uniform crushing of the rock mass and reduce the output of oversized three times or more, to reduce the coarse fraction output of more than 400 mm in 1.8-2.0 times, reduce the width of the collapse of the blasted rock mass by 6-8 m and significantly reduce the expansion of the pieces in the explosion.

Key words: active tamping, mining, explosive preparation, explosion, mountain range, the energy of the explosion, array splitting, detonation products, loss of energy, crushing intensity tamping material costs.

Одним из наиболее энергоемких процессов добычи полезных ископаемых является взрывоподготовка горной массы, которая во многом определяет эффективность и себестоимость добычи. От качества взрывной подготовки зависят результаты работы всего технологического комплекса.

Наличие забойки во взрывной скважине увеличивает время действия газов на массив, тем самым разрушаемому горным породам передается большая доля энергии, выделяемой при взрыве заряда ВВ, что способствует повышению качества дробления горных пород. Забойка увеличивает время воздействия продуктов детонации на горный массив и начальное давление газов взрыва, предотвращая потерю энергии в процессе детонации ВВ, способствует снижению действия воздушной волны, выбросу ядовитых газов в атмосферу.

Качество забойки, прежде всего, зависит от применяемого материала. Изменяя количественно-качественный состав материала забойки скважинного заряда, можно управлять параметрами взрывного воздействия. Для увеличения продуктов детонации основного скважинного заряда на стенки скважины предложена активная забойка. Сущность активной забойки заключается в помещении малого заряда ВВ в материал инертной забойки в скважине. Активная забойка состоит из верхней и нижней частей из инертного материала и камуфлетного заряда ВВ, взрывом которого образуется камуфлетная полость в верхней части скважины, создающая возникновение эффекта запирания нижней части забойки и противодействие взрывному импульсу основного скважинного заряда.

Исследованиями установлено, что для качественного дробления массива горных пород применение имеющихся типов забойки не даёт возможности эффективно осуществлять передачу энергии взрыва разрушаемой среде, особенно верхней части уступа. Отсутствуют исследования по разработке конструкции скважинного заряда ВВ с активной забойкой позволяющей управлять временем инициирования камуфлетного заряда. При этом разработка конструкции скважинного заряда ВВ с активной забойкой не рассматривалась с точки зрения запираения продуктов детонации основного скважинного заряда.

Таким образом, разработка конструкции скважинного заряда ВВ с активной забойкой, способствующей запираению нижней части забойки и продуктов детонации основного скважинного заряда за счет которого обеспечивается оптимальная степень дробления горных пород является актуальной научной задачей при открытой разработке месторождений полезных ископаемых.

Проведенные исследования [1] показывают, что забойка предотвращает потери энергии в процессе детонации ВВ, способствуя полноте детонации и высвобождению максимальной доле 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] также 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 длитель-

ность 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 обогащенных 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 нулю кислородным балансам, взрывы в зажатой 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 представляющих собой механические смеси гидрогелей с пенообразующими веществами, разработанных авторами работ [6].

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

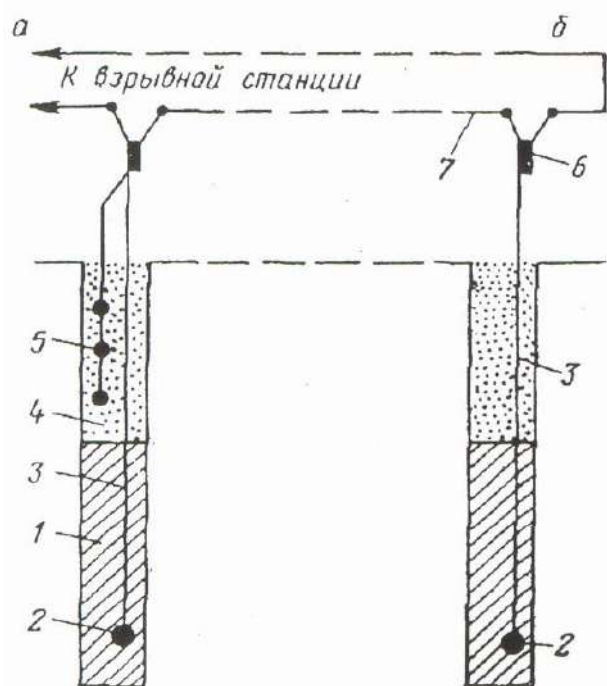


Рис. 1. Схема установки скважинных зарядов ВВ:
 а - с активной забойкой; б - с обычной забойкой; 1 - основной заряд ВВ; 2 - боевик; 3 - ДШ; 4 - инертная забойка; 5 - заряды ВВ; 6 - электродетонатор; 7 - магистральный провод

Применение низкоплотных многокомпонентных смесей – пеногеля в условиях карьера Мурунтау [9] показывает, что она 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 Алмалыкского ГМК. 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 скважин шарошечными станками. Роль экспериментальной активной забойки выполнял заряд ВВ, состоящий из трех зарядов ВВ из патронированного аммонита № 6ЖВ 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 принимались одинаковыми и составляли примерно 2 м.

Иницирование активных забоек, расположенных внутри забоечного материала и основного скважинного заряда, осуществлялось одновременно отдельными нитями ДШ, иници-

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

руемых, в свою очередь, электродетонатором у устья взрывных скважин.

При проведении опытно-промышленных взрывов часть взрывающего блока заряжалась с применением активной забойки, а на другой части блока использовалась обычная инертная забойка. Породы взрывающих блоков были представлены плотными, трудновзрываемыми 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.

Автором [11] работы предложен принципиально новый вид активной забойки скважинного заряда ВВ, состоящий из флегматизированного ВВ, обладающего пониженной восприимчивостью к детонации и позволяющий повысить полезную энергию взрыва при разрушении горных пород взрывом. При проведении полигонных исследований в качестве активной забойки использовалось 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 «Экибастузголь» 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 м, значительно уменьшить разлет кусков горной массы при взрыве.

Применение новой конструкции скважинного заряда при зарядании скважин игданитом позво-

ляет исключить ручной труд и осуществлять механизированное создание активной забойки, вслед за заряданием скважин ВВ, при одном наезде на скважину зарядной машины марки МЗ-3А или МЗ-4А.

Выводы.

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 предложена новая конструкция активной забойки, состоящий из трех зарядов ВВ из патронированного аммонита № 6 ЖВ весом от 0,75 до 1,5 kg, размещаемые внутри обычной инертной забойки, отличающийся тем, что масса активной забойки уменьшается в направлении к устью скважины, расстояние между этими зарядами принимались одинаковыми и составляли примерно 2 м. Главным недостатком предложенной конструкции забойки является – технологическая сложность формирования конструкции забойки и размещение внутри инертной забойки трех зарядов ВВ из патронированного аммонита № 6 ЖВ на расстоянии равной 2 м.

В работах ряда исследователей, также предложен принципиально новый вид забойки скважинного заряда ВВ, состоящий из флегматизированного ВВ на основе из аммиачной селитры и 10-

15% воды, обладающего пониженной восприимчивостью к детонации и позволяющий повысить полезную энергию взрыва горных пород. Проведенные промышленные испытания показали, что применения активной забойки позволяет обеспечить равномерное дробление горной массы и снизить выход негабарита в три раза и более, уменьшить выход крупной фракции более 400 мм в 1,8-2,0 раза, сократить ширину развала взорванной горной массы на 6-8 м 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, находящийся между нижней и верхней частью забойки, взрывами которого образуется камуфлетная полость, обуславливающая возникновение эффекта запираания нижней части забойки и продуктов детонации основного скважинного заряда приобретают 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 горно-транспортного 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 В.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.

ФОРМИРОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ И РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ

Заиров Ш.Ш., ст. научный сотрудник-соискатель НГГИ, канд. техн. наук; Джуманиязов Д.Д., магистрант НГГИ; Коцарева Н.К., магистрант НГГИ

Maqolada chuqur konlarning yon devorining qiyalik burchagini hisoblab aniqlash va ularni tashkil qilish metodikalari keltirilgan.

Tayanch iboralar: kon yon devorining qiyalik burchagi, metodika, yon devorning konstruksiyasi, qiyalik burchagi, transport bermalari, xavfsizlik bermalari, qiyalikning qulashi.

In the article are given determination of the test method for maximum allowed critical slope angle and method of its formation.

Key words: slope angle of pits boards, technique, construction of a board, slope angle, haulage berm, safety berm, slope collapse.

В сложных горно-геологических условиях, при большой мощности залежи, предопределяющей большую глубину карьера решение об углах откосов бортов в конечном положении принимается как правило, после определения предельно допустимого расчетного угла его наклона по геомеханическим или геолого-структурным критериям.

Конструировать конечный борт следует таким образом, чтобы он по возможности вписался в расчетный линейный профиль с соблюдением предельных параметров нерабочих уступов и берм. Параметры уступов и берм, в свою очередь, определяются структурой слагающих их горных пород, техникой и технологией периодической чистки берм, а также требованиями правил безопасности.

Конструкцию конечного борта глубоких карьеров формируют согласно работам [1, 2] с учетом расчетных линейных контуров оконтуривания, обеспечения берм безопасности, оформления поуступного борта, построения схемы капитального вскрытия и транспортных берм.



Рис. 1. Карьер Мурунтау

Определим угол откоса борта карьера в конечном положении согласно работе [1] для условий карьера Мурунтау (рис. 1).

Линейный борт I с расчетным углом откоса β (штриховая линия на рис. 2) является результатом оконтуривания карьера по одному из принципов оконтуривания. При принятой высоте уступа h и угле его откоса α в конечном положении отстраивается поуступный борт (штрихпунктирная линия II), нижние бровки которого примыкают к первоначальному линейному борту I.

Конструктивные бермы, определяемые из треугольников OKN и OKL (рис. 2), сопоставляются с расчетными (нормативными) бермами безопасности δ_n

$$\delta_k = h(ctg \beta - ctg \alpha t) \geq \delta_n \quad (1)$$

При несоблюдении равенства (1) требование единых правил безопасности может быть обеспечено либо уменьшением угла откоса конечного борта β , либо увеличением угла откоса уступа α . Последнее неприемлемо, так как угол откоса уступа принимается предельно возможным с учетом типа пород, их физико-механических свойств, наличия поверхностей ослабления, падения слоев в сторону карьера и т.п. Выплаживание расчетного угла откоса борта карьера β до угла β' , обеспечивающего нормативные (расчетные) бермы, лишь повысит устойчивость борта.

Значение требуемого угла конечного борта β' может быть установлено по зависимости:

$$\beta' = \arctg \left(\frac{\beta_n}{h} + ctg \alpha \right) \quad (2)$$

Под углом β' отстраивается линейный борт III (сплошная линия), а по нему поуступный борт IV (штриховая линия).

На конечных бортах карьера отстраивается схема капитального вскрытия (фактор IV), которая служит для размещения транспортных коммуникаций и обеспечения по ним грузотранспортной связи карьера с поверхностью. Чаще всего схема вскрытия представляется системой наземных горных выработок – съездов (поступательных, тупиковых, комбинированных). На рассматриваемом поперечном разрезе борта (рис. 1) вскрытие представлено системой поступательных съездов шириной b_c (в разрез попал съезд с отметки $\tilde{N}-6h$ на $\tilde{N}-7h$). Борт со схемой вскрытия отражается штриховой линией с двумя точками пунктира (линия V). С отметки $\tilde{N}-3h$ и ниже он совпадает с линией конечного борта (жирная линия VI).

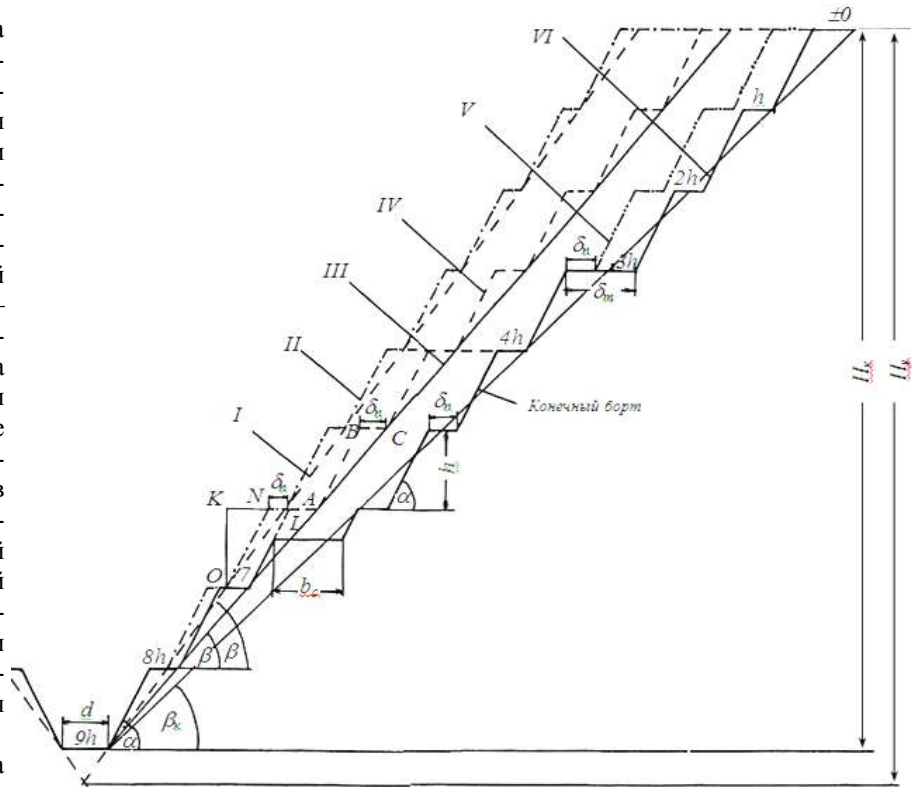


Рис. 2. Схема формирования конечного борта глубокого карьера

В случае строительства транспортных берм d_T (на разрезе на отметке $\tilde{N}-3h$) формируется окончательный борт карьера (линия VI), являющийся следствием первоначального оконтуривания (I), обеспечения нормативных берм безопасности (III), оформления поуступного борта (IV), построения схемы капитального вскрытия (V) и транспортных берм (VI). При этом угол откоса конечного борта имеет значение β_k , существенно отличающееся от расчетного β ,

$$\beta_k = \arctg \frac{H_k}{qb_c + r d_T + \sum_{i=1}^{n-r} \delta_{\Pi i} + \sum_{i=1}^n h_i \operatorname{ctg} \alpha}, \quad (3)$$

где H_k – конечная глубина карьера, м; $i=1, 2, \dots, n$ – число уступов в конечном борту карьера; $d_{\Pi i}$ – ширина берм безопасности, м; α – угол откоса уступа в конечном положении, град.; b_c – ширина капитального съезда, м; q – число съездов; d_T – ширина транспортной бермы; r – число транспортных берм.

В качестве метода расчета углов откосов бортов в изотропной среде, широко распространены методы расчета, основанные на предельном равновесии по наиболее слабым поверхностям, положение которых устанавливают тем или иным способом, одним из таких методов является метод алгебраического сложения сил кругло-цилиндрической или монотонной криволинейной поверхности.

Оценку устойчивости по этому методу производят через коэффициент устойчивости $K_{зан}$, равный отношению сил, удерживающих призму возможного сдвига пород к сдвигающим силам по формуле [3]:

$$K_{зан} = \frac{\operatorname{tg} \varphi_{cp} \cdot \sum P_i \cdot g \cdot \cos \beta_i + C_{cp} \cdot \sum l_i}{\sum P_i \cdot g \cdot \sin \beta_i}, \quad (4)$$

где j_{cp} и C_{cp} – средневзвешенные расчетные значения угла внутреннего трения и сцепления в массиве; P_i – масса элементарного вертикального блока призмы возможного смещения; g – ускорение свободного падения; β_i – угол наклона элементарной площадки скольжения длиной l_i ; l_i – длина элементарной площадки скольжения, служащая основанием элементарного блока.

Для определения степени устойчивости откосов пород в их массиве необходимо отыскать наиболее слабую поверхность и сравнить удерживающие силы $\sum F_i$ и сдвигающие – $\sum T_i$.

Наиболее слабой является поверхность в массиве, по которой действуют силы с наименьшим соотношением $\sum F_i / \sum T_i$.

Поверхность в массиве, по которой действуют силы с соотношением $\sum F_i / \sum T_i = 1$, называется предельно напряженной, или поверхностью скольжения, а угол откоса в этом случае является предельным.

Формы поверхностей скольжения и их расположение в массиве зависят от многих факторов, в том числе от слоистости, трещиноватости, разрывных нарушений и элементов их залегания в откосе, механических характеристик пород, величины угла откоса и его высоты.

Оценка устойчивости откоса горных пород может быть произведена в следующем порядке:

1) призма возможного обрушения, ограниченная поверхностью откоса и поверхностью скольжения, разбивается вертикальными линиями на ряд полос 1, 2, 3, ... равной ширины a (рис. 3);

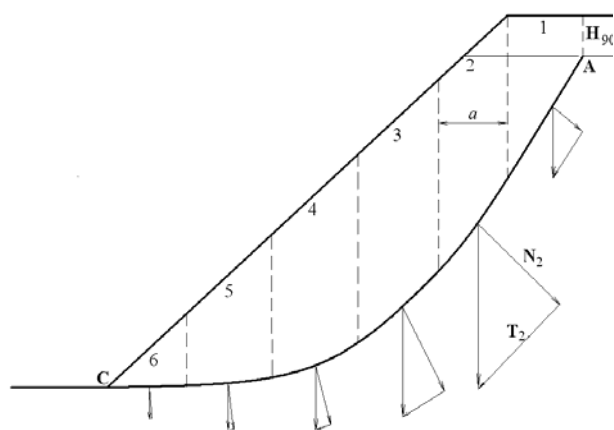


Рис. 3. Равновесие по наиболее слабой поверхности в откосе горных пород

2) высота полос условно принимается за их вес и раскладывается на касательные – T_i и нормальные – N_i относительно поверхности скольжения составляющие;

3) все отрезки касательных и нормальных составляющих, измеренные в миллиметрах, суммируют отдельно, а сумму умножают на масштаб векторов T_i и N_i , который определяется по формуле: $m = a \cdot \gamma \cdot M / 1000$, где γ – объемный вес пород; M – знаменатель масштаба, в котором построен чертеж;

4) измеряют длину L расчетной поверхности скольжения AC и составляют соотношение:

$$(f \sum N_i + CL) / m \sum T_i \geq 1, \quad (5)$$

где f – коэффициент внутреннего трения пород по расчетной поверхности; C – сила сцепления, приходящаяся на единицу площади расчетной поверхности.

Знаменатель уравнения (5) представляет собой сумму сил сдвигающих, а числитель – сумму сил, удерживающих массив по этой поверхности. При этом первое слагаемое числителя является суммой сил трения, а второе слагаемое – суммой сил сцепления.

Если суммы сдвигающих и удерживающих сил равны, то откос находится в предельном состоянии, при котором может начаться сползание или обрушение откоса.

Библиографический список

1. Шпанский О.В., Лигоцкий Д.Н., Борисов Д.В. Проектирование границ открытых горных работ. – СПб, 2003. – 90 с.
2. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш. Проектирование карьеров и обеспечение устойчивости бортов / Под общ. ред. Насирова У.Ф. – Монография. – Навои: Изд-во «Навои», 2015. – 252 с.
3. Силкин А.А., Кольцов В.Н., Шеметов П.А., Жиянов Ю.А., Иноземцев С.Б. Управление долговременной устойчивостью откосов на карьерах Узбекистана. – Ташкент: Фан, 2005. – 229 с.

УДК 622.235

© Назаров З.С., Базаров В.А. 2016 г.

РАЗРАБОТКА ИМИТАЦИОННОЙ МОДЕЛИ ВЕНТИЛЯЦИОННОЙ СЕТИ ШАХТЫ «М» НА ОСНОВЕ ПРОВЕДЕННОЙ ВОЗДУШНО ДЕПРЕССИОННОЙ СЪЕМКИ

Назаров З.С., доцент кафедры «Горное дело», канд. техн. наук, НГГИ; Базаров В.А., магистрант НГГИ

Maqolada shaxtaning hozirgi vaqtdagi sharoiti va kelajakda shaxtani shamollatish imitatsion sxemasi ko'rib chiqilgan. Kompleks programmalashtirish yordamida depressiogrammalar ko'rilgan. Stvol oldi kon lahmlarida joylashtirilgan shamollatish eshiklari orqali havo oqimini qiskartirish yordamida shamollatish turg'unligini baholash amalga oshirilgan.

Tayanch iboralar: *depressiya, shamollatish, havo oqimi, depressiogramma, ventilyatsiyalash, stvol oldi hovlisi, kon lahmi, tik ochuvchi lahm, o`xshatish modellari.*

The article is considered the development of imitating models of the mines ventilation schemes currently and perspective. In software was worked out the depression programs. Evaluated the ventilation stability on plugging the wind through ventilation doors, mounted at shaft sidings.

Key words: *depression, ventilation, air stream, depressiogramma, airing, trunk, development, imitating models, shaft station.*

Разработка имитационной модели вентиляционной сети шахты «М» выполняется с целью разработки оптимальных схем проветривания на различных этапах отработки шахты, а также с целью прогнозирования аварийных ситуаций.

Расчётные задачи позволяют прогнозировать последствия нарушений безопасного режима проветривания шахты, решать задачи, связанные с подготовкой плана ликвидации аварий (ПЛА), обеспечивать спасение людей и ликвидацию аварий, т.е.:

- оценка опасности «закорачивания» вентиляционных струй для выемочных участков и подготовительных забоев;
- контроль соответствия скорости воздуха в горных выработках, требованиям ЕПБ;
- построение зоны распространения пожарных газов при пожарах и перечень рабочих мест, попадающих в эту зону;
- определение оптимальных маршрутов выхода горнорабочих из зоны распространения пожарных газов;
- построение маршрутов движения подразделений горноспасателей к месту аварии;
- автоматизированный расчёт устойчивости вентиляционных струй при пожарах в наклонных выработках;
- прогноз времени обнаружения пожара.

В основе создания имитационных моделей вентиляции действующих шахт лежат данные депрессионных съёмов.

Для построения имитационной модели шахты «М» составлена граф-схема вентиляционной сети, которая представлена на рис. 1. На рисунке, участки штрекообразных выработок представлены отдельными ветвями, порядковый номер которых вписан в квадратики. Места сопряжений выработок на схеме обозначены кружками.

Информация по конкретной выработке заносится в меню программы, в виде измеренных или рассчитанных аэродинамических сопротивлений, либо в виде их длин, сечений и коэффициентов аэродинамических сопротивлений. Кроме того, записывается дополнительная информация по выработкам, например: очистной участок; подготовительный участок; поддерживаемая выработка; внутренняя или внешняя утечка; вен-

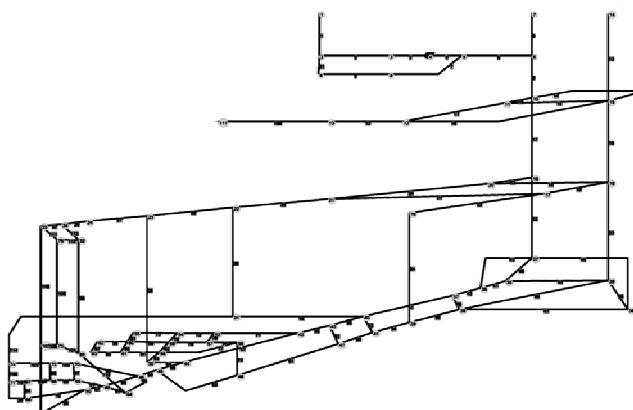


Рис. 1. График схема вентиляционной сети шахты «М» (современное положение)

тилятор местного проветривания или главного проветривания и т.д. Расчёт вентиляционной сети шахты производился по программе «IRS-Вентиляция».

Имитационная модель считается построенной, если величины количества воздуха в основных воздухоподающих и исходящих выработках, полученные при расчёте, не отличаются от измеренных данных более чем на 10-15 %, в отдельных точках допускается до 30 %.

В табл. 1 представлены величины количества воздуха измеренные при проведении воздушно депрессионной съёмки (ВДС) в сравнении с рассчитанными.

Статическое давление, которое развивал вентилятор при проведении ВДС, составляло 167,0 даПа, с учётом влияния естественной тяги, суммарное давление вентилятора составляло 180,0 даПа. При выполнении расчёта вентиляционной сети на построенной модели, вентилятор развивает статическое давление,

Результаты моделирования вентиляционной сети

Таблица 1

Наименование выработки	Количество воздуха, м ³ /с		Расхождение %
	измеренное	рассчитанное	
Нагнетательный вентиляционный канал	109,2	107,4	-1,6
Рециркуляционный воздух	5,2	5,2	-
Утечки через надшахтное здание ствола 1-гп	9,7	9,6	-1,0
Количество воздуха, поступившее в шахту	94,3	92,6	-1,8
Количество воздуха, поступившее на гор. +128,0 m	17,5	17,8	+1,7
Количество воздуха, поступившее на гор. +78,0 m	11,1	11,5	+3,6
Количество воздуха, поступившее на гор. 0,0 m	65,4	63,2	-3,4
Количество воздуха, поступившее на кольцевой штрек гор.0,0 m	14,9	13,0	-12,8
Количество воздуха, поступившее на бремсберг 0-15 гор. 0,0 m	19,1	17,2	9,9
Количество воздуха, поступившее в ОПБ	23,3	20,4	-12,4
Количество воздуха, исходящее с гор. 0,0 m	6,7	6,3	-6,0
Количество воздуха, исходящее с гор. +78,0 m	69,8	68,4	-2,0
Количество воздуха, исходящее с гор. +128,0 m	13,5	13,3	-1,5
Количество воздуха, исходящее с гор. +128 m в борт карьера	4,3	4,5	+4,6
Количество воздуха, исходящее по стволу 1-1	90,0	88,0	-2,2

Таблица 2
Закорачивания вентиляционных струй

Ветвь	Наименование выработки, где установлена дверь	$Q_{норм}$, м ³ /с	$Q_{закор}$, м ³ /с	Изменение Q, %
6	Надшахтное здание ств. 1-гл	9,6	57,0	491,8
11	Квершлаг 1-гл гор. 128 м	12,5	33,0	163,3
14	Склад ВМ гор. 128 м	2,4	17,4	610,5
15	Сбойка-ходок гор. 128 м	2,9	23,1	703,2
16	Квершлаг 1-1 гор. 128 м	8,0	8,6	7,0
18	ЦПП эл. депо гор. 78 м	6,3	40,1	537,6
22	Вентиляционный квершлаг гор. 78 м	1,7	2,4	45,6
24	Квершлаг 1-гл. гор. 78 м	5,2	33,6	541,4
44	ЦПП, ходок гор. 0 м	1,6	14,4	782,2
46	Эл. депо, сбойка со ств. 1-1 гор. 0 м	1,6	14,2	774,8
49	Квершлаг 1-1 гор. 0 м	3,0	23,4	680,4

равное 180,7 даПа. Сходимость результатов можно считать практически идеальной. В отношении распределения воздуха по основным воздухоподающим и исходящим выработкам можно констатировать:

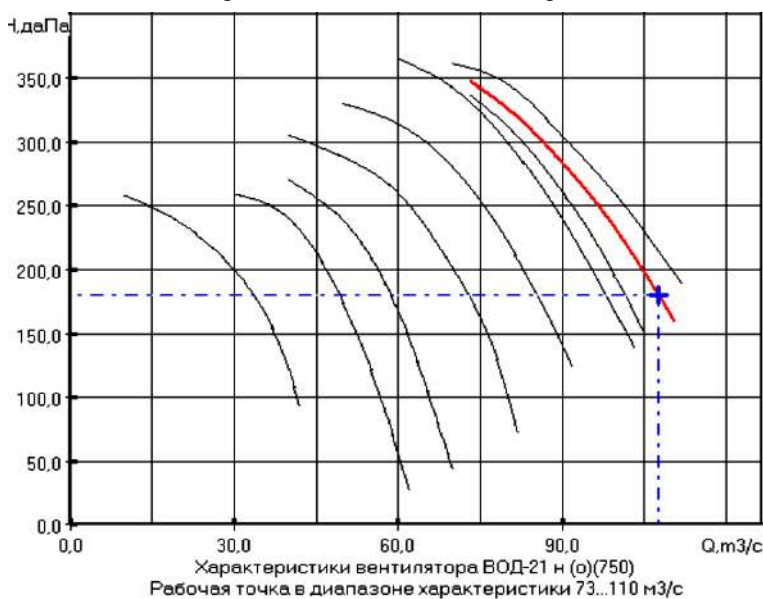


Рис. 2. Совместная характеристика вентилятора и естественной тяги и положение рабочей точки

сходимость результатов лежит в диапазоне от 0,0 до 12,8 %, т.е. математическая модель схемы проветривания, построена.

На рис. 2 представлена расчётная совместная характеристика вентилятора, естественной тяги и положение рабочей точки.

Построенная имитационная модель позволяет определить узкие места в вентиляционной сети шахты «М». В табл. 2 представлены ветви (выработки) в которых установлены вентиляционные двери или регуляторы, изменение положения которых может привести к закорачиванию воздушных потоков.

Как видно из табл. 2 изменение положения вентиляционных дверей и ляд на стволе 1-гл. приводит к резкому изменению вентиляционного режима в шахте. Поэтому вентиляционные двери, установленные в околоствольных выработках должны быть в положении «закрыто». Проведённый анализ на закорачивание вентиляционных струй показал, что изменение положения вентиляционных дверей не приводит к опрокидыванию вентиляционных струй на основных воздухоподающих и исходящих выработках и только на участках вентиляционной сети, которые квалифицируются, как диагональные соединения происходит изменение направления движения. К этим выработкам, в первую очередь, относятся вентиляционные сбойки между основными выработками, выработки опытно-промышленного блока.

С помощью программного комплекса проведён анализ вентиляционной сети на соблюдение скоростных режимов требованиям ЕПБ. Анализ показал, что вентиляционные режимы не нарушаются.

Как видно из рисунков узкими местами являются участки вентиляционной сети, такие как здание калориферной установки и всасывающий канал, на которых теряются 17,3 даПа и 55,1 даПа разрежения создаваемого вентилятором. На других участках вентиляционной сети таких участков нет.

ОПРОБОВАНИЕ ВАЖНЫЙ КОМПЛЕКС ИССЛЕДОВАНИЙ ПРИ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНОЙ, ГОРНОЭКСПЛУАТАЦИОННОЙ СТАДИЯХ РАБОТ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ РУД

Аkbаров Х.А., проф. каф. «Геология полезных ископаемых и разведочные работы» ТГТУ, доктор г.-м.н., Академик АНРУ

Maqolada foydali qazilmalarni namunalash uslubini qo'llab uning miqdori va sifatini aniqlash jarayonini geologiya qidiruv va qazib olish ishlarida o'ta zarurligi qayd qilingan. Namunalash bo'yicha olingan natijalar asosida muhim ilmiy va amaliy xulosalar qilinadi.

Tayanch iboralar: foydali qazilmalar, yangi texnologiyalarni qo'llash, geofizik izlanish usullari, rudali konlardan namuna olish, qazib olish ishlari, ilg'or izlanish usullari.

In the article is noted the importance of sampling process of the mineral deposits that is a responsible stage of geological-prospecting and mining works. On the results of sampling are conducted important scientific and practical conclusions.

Key words: minerals, application of new technologies, geophysical methods of research, approbation of ore fields, mining operations, progressive methods of research.

При промышленном освоении месторождений полезных ископаемых опробование является важным системным исследованием, особенно, при геологоразведочном и горноэксплуатационном этапах работ и технологической переработке руд.

Опробование это комплекс работ, лабораторных испытаний и анализов по определению полезных и вредных компонентов в рудах и в боковых породах на многих точках месторождений полезных ископаемых при геологоразведочной и горноэксплуатационной стадиях и технологической переработке руд [1, 2, 3]. Оно возникло из практики геологоразведочных и горнодобычных работ. В глубокой древности попутно с введением горных работ накапливались практические знания по опробованию забоев. Каменные, бронзовые и медные клинья, зубила, молотки, тигли, плавильные горны найденные в забоях и на местах древних рудников Средней Азии, Урала, Забайкалья указывают на их применение для опробования и испытания руд.

Теория, методика и научно-исследовательские работы по внедрению различных видов и способов опробования промышленно-генетических типов месторождений полезных ископаемых разрабатывались и внедрялись в практику работ М.Н. Альбовым, Н.В. Барышевым, В.В. Богацким, и др.

Значение и объем опробования на месторождениях полезных ископаемых резко возрастают на стадиях геологоразведочных и горно-эксплуатационных работ и технологической переработке руд.

При геологоразведочных работах опробование выявляет потенциальные возможности комплексного использования минерального сырья в народном хо-

зяйстве и устанавливает морфологию рудных тел, характер распределения полезных компонентов в рудных залежах. Правильно принятая система опробования, проведенная на ряде месторождений позволяет точно определить геометрическое положение рудных тел в пространстве, оконтурить объемы междурудных участков, разграничить сортность руд.

При горноэксплуатационных работах по результатам опробования устанавливается направление гор-



Рис 1. Контроль работы прибора на эталонных пробах при гамма-гамма методе опробования при радиометрическом опробовании



Рис 2. Определение содержания полезного компонента в массиве

нодобычных и очистных работ, определяется правильность отработки месторождения, контролируется качество добытой руды. Велико значение опробования при горноэксплуатационных работах для учета разубоживания добытых руд. Оно устанавливается на основе сравнения среднего содержания металлов в товарной руде с их содержанием по забойным пробам с последующим вычислением коэффициента разубоживания отдельно для каждого металла.

Экономическое значение опробования определяется достоверностью оконтуривания рудных тел. Оно является основным средством борьбы с потерями и разубоживанием руд при добыче. Потери ведут к безвозвратной утрате полезных компонентов в недрах, а разубоживание нередко сопровождается снижением выхода концентрата.

Опробование контролирует и направляет геологоразведочные, горно-эксплуатационные и технологические процессы при переработке руд. По результатам опробования производятся важные практические и теоретические выводы. Важность его особенно возрастает в нынешних условиях, когда фонд богатых выходящих на поверхность месторождений полезных ископаемых резко сокращается. Учитывая общую тенденцию снижения кондиций на промышленные руды и необходимостью достоверного и эффективного разграничения рудных залежей и вмещающих пород, роль опробования

резко возрастает и соответственно увеличивается его объем. Поэтому объем геологоразведочной и горно-эксплуатационной, а следовательно, опробовательских работ ещё больше возрастает в связи с вовлечением в разработку бедных, но крупных по объему месторождений для которых характерно отсутствие четких геологических границ промышленных рудных тел. Использование бедных руд крупно объемных месторождений становится тенденцией времени во всех странах мира.

В современный период основным направлением развития геологической науки и практики является применение новых технологий, изыскание эффективных методов опробования месторождений полезных ископаемых и комплексного использования руд с целью увеличения сырьевой базы страны, повышения рентабельности геологоразведочной и горнодобывающей отраслей. В решении этих задач большое значение имеет использование геофизических методов, которые позволяют рационально и эффективно разведывать и отрабатывать месторождения активно воздействуя на технологию горного производства. Применение их для опробования рудных тел в процессе добычи руд, в частности гамма-гамма метода позволит быстро получить необходимые данные о качестве руды при её разведке, отработке и технологической переработке полезных элементов – железа, бария, ртути, вольфрама, свинца и др.

Учитывая важное значение геофизических методов исследований бывшее Министерство геологии и охраны недр СССР ещё в 1960 гг. в г. Алмалыке создало выездную сессию секции рудничной и шахтной геологии и геофизики экспертно-геологического совета совместно с САИГИМСом и производственными организациями для обсуждения состояния и задач по дальнейшему развитию и внедрению геофизических методов при геологическом обслуживании горных предприятий. Сессия проводилась в г. Алмалыке Республики Узбекистан была организована специальная научно-практическая конференция по внедрению гамма-гамма метода опробования при горноэксплуатационных работах на рудниках Узбекистана, и других стран СНГ, материалы которой были опубликованы в открытой печати [1, 4, 5].

Первые работы в этой области были проведены в Уральском филиале Академии наук бывшего СССР. Был теоретически обоснован метод селективного гамма-гамма каротажа. Начиная с 1960 гг. разработка этого метода проводилась в САИГИМСе ныне ГП «НИИМР» в результате чего было начато успешное внедрение в странах Средней Азии. Опробование гамма-гамма методом позволило успешно и быстро решать задачи горных предприятий, лишь частично привлекая химические методы анализа пород и руд.

Еще в 1960-1970 гг. учеными и научными сотрудниками Отдела рудничной геологии (рис. 1) Среднеазиатского научно-исследовательского института

геологии и минерального сырья (САИГИМС) ныне ГП «НИИМР» совместно со специалистами – геологами геологоразведочных экспедиций бывшего Министерства геологии и охраны недр СССР и рудничными геологами крупных горнометаллургических комбинатов бывшего Министерства цветной металлургии СССР в течение длительного периода в большом объеме были проведены экспериментальные исследования по разработке теории и методики геофизических методов опробования рудных месторождений. По результатам этих научно-исследовательских и производственно-технических работ были созданы и испытаны приборы и аппаратура с целью широкого внедрения передовых геофизических экспрессных методов опробования на всех стадиях геологоразведочных и горноэксплуатационных работ. Разработанные приборы позволили определить плотность руды и пустой породы методом рассеянного гамма излучения (рис.1, 2). Новая методика позволила оперативно различить и отделить пустую породу от рудных залежей и установить содержание полезных компонентов в минерализованных телах путем рассеянного гамма излучения. Она получила широкое распространение на практике работ на многих горнорудных районах Средней Азии и других стран СНГ. Сведения и результаты исследований приведены в работах некоторых авторов [3, 6, 7, 8]. В выполнении этих работ активное и деятельное участие принял и автор настоящей статьи (в те годы ведущий инженер Отдела рудничной геологии САИГИМС), (рис. 3).

На основании вышесказанного следует отметить, что эти исследования должны быть внедрены путем объединения усилий ученых работающих в научно-исследовательских институтах, высших учебных заведениях и геологов-практиков геологоразведочных экспедиций и рудничных геологов горных предприятий. На рудниках разрабатывались и успешно применялись геофизические методы для решения горно-



Рис 3. Процесс оконтуривания рудных тел по результатам гамма-гамма опробования

На снимке: старший инженер отдела Х. Акбаров – один из активных участников разработки этого метода, имеющего важное народнохозяйственное значение

геологических задач, возникающих при отработке месторождений. Несмотря на важность и высокую эффективность применения геофизических методов на горных предприятиях, этой проблеме в настоящем не уделяется должного внимания. Успешное выполнение задач по подготовке минерально-сырьевой базы народного хозяйства в значительной мере зависит от широкого внедрения в геологию и горное дело новейших прогрессивных геофизических методов исследования.

Библиографический список

1. Акбаров Х.А., Абдурахманов А.А., Эсанова З.Ш., Сафарова Д.Б. Опробование ответственной стадия геолого-прогнозных, поисково-разведочных, горно-эксплуатационных работ // Геология и минеральные ресурсы. № 3, 2015. Ташкент. 2015. С. 52-55.
2. Альбов М.Н. Опробование месторождений полезных ископаемых. М., «Недра», 1975, 238 с.
3. Зималина В. Я, Исоков М.У, Рустамов А.А. Обзор исследований по представительности и достоверности опробования. РИСО ГП «НИИМР», Ташкент, 2014, 67 с.
4. Ученые записки САИГИМС. Труды Алмалыкской сессии по проблеме «Рудничная геофизика» (редактор К.П. Бабаев). РИСО САИГИМС. Ташкент. 1962. 241 с.
5. Широков А.С. Современное состояние геофизических методов исследований, применяющихся при поисках, разведке и эксплуатации месторождений твердых полезных ископаемых // Ученые записки САИГИМС. Вып.8. РИСО САИГИМС. Ташкент, 1962. С. 5-14.
6. Балашов В.Н. Возможности применения метода рассеянного гамма-излучения на горных предприятиях // Ученые записки САИГИМС. Вып. 8. РИСО САИГИМС. Ташкент. 1962, С. 33-46.
7. Акбаров Х.А., Земан Я.Н., Спицын В.М. Методика гамма-гамма экспресс определений содержания металлов в шламе скважины ударного бурения на полиметаллическом руднике // Ученые записки САИГИМС. Ташкент. 1962. Вып.8. С. 101-106.
8. Поляков А.К. Состояние и пути внедрения геолого-геофизических методов на горных предприятиях // Ученые записки САИГИМС. Вып. 8. РИСО САИГИМС. Ташкент. 1962. С. 15-26.

АНГРЕН КЎМИР КОНИДА ҚОПЛАМА ЖИНСЛАРНИ ҚАЗИБ ОЛИШДА ДАВРИЙ–УЗЛУКСИЗ ТЕХНОЛОГИЯНИ ҚЎЛЛАШ

Мирсаидов Ф.М., «Кон электромеханикаси» кафедраси доценти, ТошДТУ; Аннакулов Т.Ж., «Кон электромеханикаси» кафедраси катта ўқитувчиси, ТошДТУ; Куводиқов О.А., «Кон электромеханикаси» кафедраси ассистенти, ТошДТУ

В статье приведены показатели и способы применения циклично-поточной технологии на основе мобильных дробильных комплексов по повышению объема вскрыши для увеличения производительности добычи угля для условий разреза Ангренский.

Ключевые слова: циклично-поточная, конвейер, дробилка, отвал горной массы, мобильная дробильная установка, отвалообразователь, перегружатель, магистрально-конвейерная установка, Ангренский угольный разрез, вскрышная порода, коэффициент, угольный запас, экскаватор.

In the article is described results and application of the cyclical-and-continuous method based on the mobile crushing complexes by expansion of the overburden amount for increase coal mining productivity at Angrenskiy cut conditions.

Key words: cycling and continuous, pipeline, bucket, dump of mountain weight, mobile crusher, over-loader, trunk and pipeline installation, Angren coal mine, overburden breed, coefficient, carbon inventory, excavator.

Ўзбекистон Республикаси кўмир ёқилғиси захираси бўйича Марказий ҳамдўстлик давлатлари орасида етакчи ўринда туради. Бунга кўра Ўзбекистон 1900 млн. t кўмир захирасига шу жумладан, 1853 млн. t кўнғир кўмир, 47 млн. t тошкўмир захирасига эга.

Ўзбекистон энергия мустақиллигини мустаҳкамлаш мақсадида 2002 йилда кўмир саноатини ривожлантириш дастурини қабул қилди.

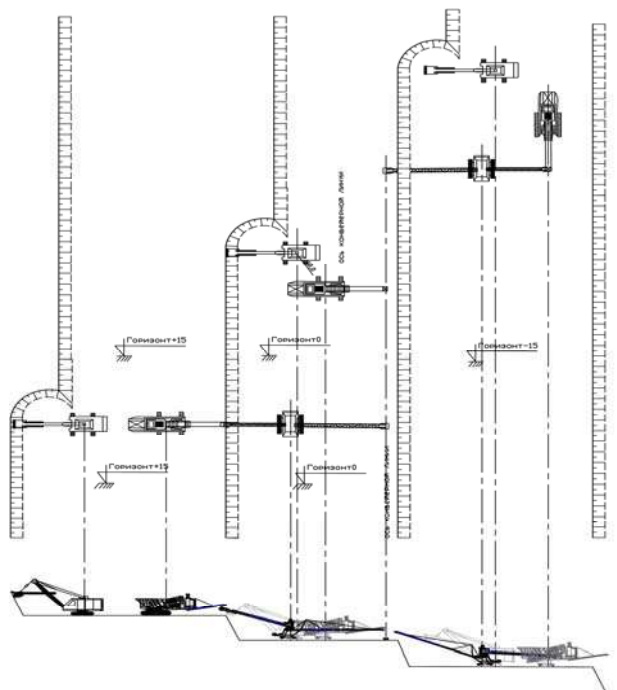
Ангрен кўмир конида кўмир қазиб олиш ҳажмини 3,8 млн. t ва қоплама жинсларни қазиб олиш 17,7 млн. m³ ташкил қилмоқда. Лекин республикамизда истеъмолчиларнинг кўмир ёқилғисига бўлган эҳтиёжи 8-10 млн. t ташкил этади.

Бу миқдордаги кўмирни қазиб олиш учун ағдарма жинсларни қазиб олиш миқдорини энг камида 35- 40 млн. m³ га етказиш керак бўлади. Ангрен кўмир конида қоплама жинсларни очиш коэффициенти белгиланган меъёрларга нисбатан паст кўрсаткичларни ташкил этмоқда. Бунинг асосий сабабларидан бири очиш ишларининг ортда қолганлигидадир. Демак, кўмир қазиб олиш ҳажмини оширишнинг асосий муаммоли нуктаси очиш ишларининг юқори даражага кўтариш. Бу муаммони бартараф этиш мақсадида Ангрен кўмир конида очиш ишларида янги техника - технологияларни қўллаш охириги 2-3 йилларда жадаллик билан олиб борилмоқда ва очиш ишларида мобил майдалаш қурилма асосида даврий- узлуксиз технология қўлланилмоқда. Ушбу очиш технологияси таркиби: экскаватор + мобил майдалаш қурилма (FZWB2025-44) + погоналараро қайта юклагич (МСВ 1400,85) + забой конвейери (B1200) + узатувчи конвейерлар

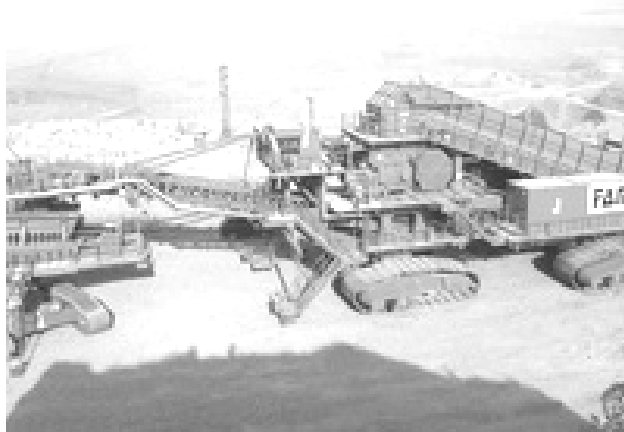
(B1200) + магистрал конвейер (B2000) + ағдармахосилқилгич (ARs-B7800-44) каби қурилмалардан иборат (1-расм).

Очиш ишларини ташкил этиши.

Ангрен кўмир конида ҳозирги қўлланилаётган мажмуа конда кўмир қазиб олиш ҳажмини оширишда тўсиқ бўлаётган муаммоларни бартараф этишнинг асосий хал этувчи бўғини ҳисобланади. Бунда учта технологик мажмуа: учта ЭКГ – 15 русумли



1-расм. Очиш ишлари умумий технологик схемаси



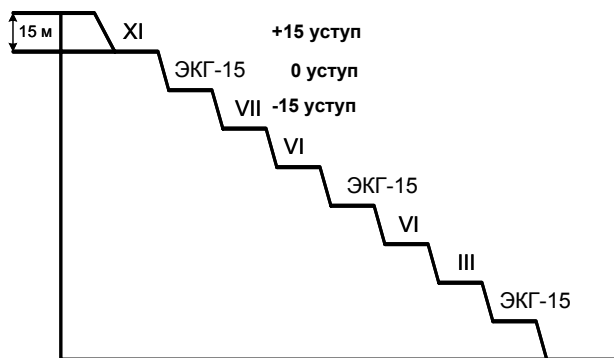
2-расм. FZWB2025-44 русумли мобил майдалаш қурилмаси

экскаватор, учта мобил майдалаш қурилма ва учта забой конвейери, учта поғоналарароқайтаюклагич конда очиш ишларини ташкил этишга қаратилган. Бу мажмуанинг алохида хусусияти мажмуа таркибида мобил майдалаш қурилманинг қўлланилишидадир (2-расм).

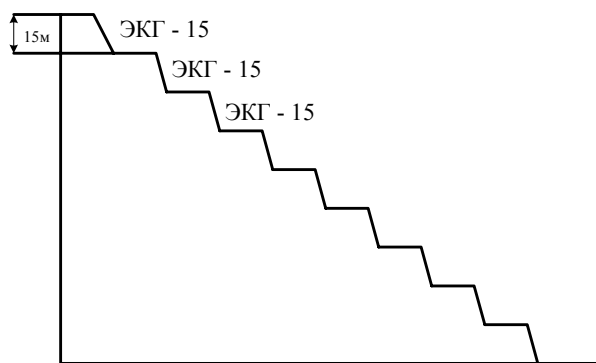
Мажмуада мобил майдалаш қурилмани қўллашнинг зарурати кондаги қоплама жинслар таркибида қаттиқ ва хажм жихатдан конвейер транспортида ташиш имкони бўлмаган жинсларнинг учрашидадир. Бунда кон жинсларини лентали конвейер транспортида ташишга қулай бўлган хамжмгача майдалаш талаб этилади [1]. Шу мақсадда мажмуада мобил майдалаш қурилмани қўллаш казиб олинган қоплама жинсларни конвейер транспортида қўллаш имконини яратади.

Ангрэн кўмир конидаги поғоналарнинг хозирги вақтдаги ҳолатида ушбу мажмуани тўлиқ қувват билан ишлатиш имконияти мавжуд эмас. Бунинг сабаби қоплама жинсларнинг ҳолати деярли тик ҳолатда эканлигидадир. Шу сабабли учала мажмуани ишга тушириш 2 босқичда амалга оширилади.

1-босқич. Конда учта ЭГК-15 экскаватори ишини бир вақтнинг ўзида таъминловчи II босқичга тайёргарлик ишлари босқичи. Яъни бирта поғонада бирта экскаватор очиш ишларига жалб этилади.



3-расм. Хар бир блок учтадан ичига олувчи схема



4-расм. Поғоналарда алохида- алохида поғонани ўз қазииш схемаси

Бунда суткалик очиш ишлари унумдорлиги 34000 м³ ни ташкил этади. Бу босқичда кондаги кон геологик шароитни ҳисобга олган ҳолда қоплама жинсларни очиш ишлари хар бирнинг баландлиги 15 m дан бўлган тўққизта поғонага бўлинади.

Очиш ишлари юқоридаги поғоналардан пастки поғоналар томон кўчиб боради. Мажмуанинг қувватидан тўлиқ фойдаланиш учун ишлар учта поғонада бир вақтнинг ўзида давом этиши талаб этилади. (3-расм) Шу мақсадда камида учта поғона очиб олинади ва бунинг учун VII поғонагача очиб олиш лозим (4-расм).

Даставвал IX- поғона (ер юзасига яқин бўлган поғона) казиб олинади. Ушбу эни етарлича очилгандан сўнг IX поғонада ва VII поғонада казиш ишлари бошланади. Биринчи қисм тўлиқ ишга туширилгандан сўнг иккинчи қисм мажмуани ўрнатиш учун поғона очиш ташкил этилади. Иккинчи мажмуани ишга тушириш учун VI, V ва IV поғоналар очилади. Учунчи қисм учун эса III, II ва I поғоналар очилиши лозим. Тайёргарлик очиш ишларида очилаётган поғонада алохида мажмуа сифатида: *экскаватор + мобил майдалаш қурилма + забой конвейери* қўлланилади (5-расм). Бу усулда забойда экскаватор, мобил майдалаш қурилма ва забой конвейери биргаликда мажмуа сифатида ишлайди.

Экскаватор + мобил майдалаш қурилма + забой конвейери мажмуаси қўлланилганда поғона энининг максимал қийматини мажмуа таркибидаги қурилмаларнинг техник кўрсаткичларидан келиб чиқиб қуйидаги формула орқали ҳисоблаш мумкин [2].

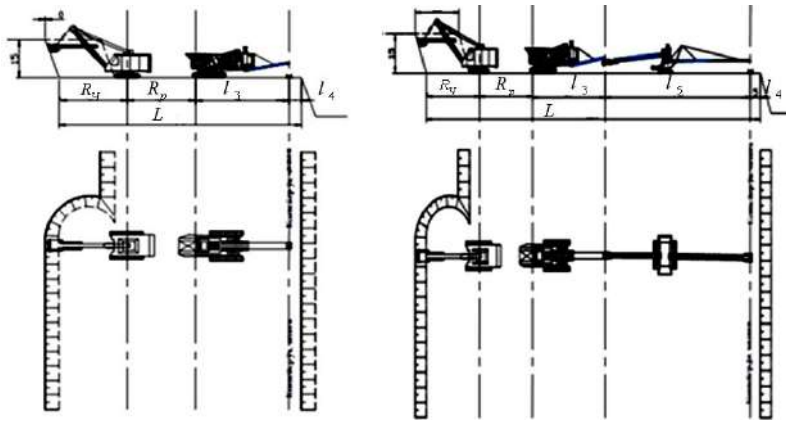
$$L = R_q + R_p + l_3 + l_4, \text{ m,}$$

бу ерда R_q экскаваторнинг максимал камраш радиуси, м; R_p экскаваторнинг максимал юклаш радиуси, м; l_3 - мобил майдалаш қурилманинг бункер маркази ва юк узатиш қисми узунлиги, м; l_4 конвейер ўқи ва поғона чегараси орасидаги масофа, м.

$$L = R_q + R_p + l_3 + l_4 = 26 + 27 + 37 + 5 = 95 \text{ m.}$$

Бунда очилаётган поғона энининг максимал қиймати 95 m ташкил этади.

Поғона эни 95 m дан ортиқ очилиши талаб этилган ҳолларда очиш ишларида поғона энини максимал даражада кенгайтириш мақсадида



5-расм. Забойда очишда мажмуанинг таркиби: а – экскаватор + мобил майдалаш қурилма + забой конвейери мажмуаси технологик схемаси; б – экскаватор + мобил майдалаш қурилма + забой конвейери + поғоналараро қайтаюклагич мажмуаси технологик схемаси

экскаватор + мобил майдалаш қурилма + забой конвейери + поғоналараро қайтаюклагич мажмуасини қўллаш мақсадга мувофид. Бу усулда поғоналараро қайтаюклагич поғонанинг ўзида мобил майдалаш қурилмадан чиқаётган кон жинсини конвейерга узатишда ишлатилади.

Экскаватор + мобил майдалаш қурилма + забой конвейери мажмуаси схемаси қўлланилганда поғона энининг максимал қийматини қуйидаги формула орқали ҳисоблаш мумкин.

$$L = R_q + R_p + l_3 + l_4 + l_5, \text{ m}$$

бу ерда R_q - экскаваторнинг максимал қамраш радиуси, м; R_p - экскаваторнинг максимал юклаш радиуси, м; l_3 - мобил майдалаш қурилманинг бункер маркази ва юк узатиш қисми узунлиги, м; l_4 - конвейер ўқи ва поғона чегараси орасидаги масофа, м; l_5 - поғоналараро қайтаюклагичнинг максимал юк узатиш масофаси, м.

$$L = R_q + R_p + l_3 + l_4 = 26 + 27 + 37 + 5 + 73 = 168 \text{ m}$$

Поғонада экскаватор + мобил майдалаш қурилма + забой конвейери + поғоналараро қайтаюклагич мажмуаси схемаси қўлланилганда поғона энининг максимал қиймати 168 м ни ташкил этади.

Биринчи босқич ишлари конда учта мажмуанинг ишини параллел давом эттириш имконияти яратилганда тугалланиб, иккинчи босқичга ўтилади.

2-босқич. Бу босқичда икки технологик схемадан фойдаланиш мумкин.

Хар бири учтадан поғонани ўз ичига олувчи уч блокка бўлинади, уч поғонани шартли равишда -15 м деб белгилаш киритамиз. Қазииш ишлари даставвал 0 м поғонада кейинчалик -15 м поғонада ва 15 м поғонада мос равишда давом этади, -15 м ва 15 м поғоналардан қазиб олинаётган кон жинсини конвейер транспортигача етказишда поғоналар ароқайтаюклагичдан фойладанилади [3].

Хар бири биртадан поғонани ўз ичига олувчи учта блокка бўлинади. Бу схемада учала поғонада

конвейерлар ўрнатилади ва кон жинсини юклаш мобил майдалаш қурилма ёки мобил майдалаш қурилма ва поғоналараро қайтаюклагич орқали ўша поғонадаги конвейер транспортига юкланади.

Бу схемада мажмуа таркиби поғона энидан келиб чиққан ҳолда экскаватор + мобил майдалаш қурилма + забой конвейери ёки экскаватор + мобил майдалаш қурилма + забой конвейери + поғоналараро қайтаюклагич каби элементлардан ташкил топади. Поғона эни эса юқоридаги ҳисоблашлардаги каби 95-168 м ни ташкил этади.

ЭКГ-15 русумли экскаваторнинг унумдорлиги ҳисоби:

– Назарий унумдорлик

$$Q_H = \frac{3600 \cdot E_k}{t_{ц}} = \frac{3600 \cdot 16,5}{28} = 2121 \text{ m}^3/\text{h}$$

– Техник унумдорлик

$$Q_{\text{тех}} = Q_T \cdot k_3 = Q_T \cdot \left(\frac{k_T}{k_K} \right), \text{ m}^3/\text{h}$$

бу ерда k_3 – экскавация коэффиценти; k_n – ковшининг тўлалик коэффиценти ($k_n=1$); k_p – кон жинсининг ковшда майдаланиш коэффиценти ($k_p=1,2$);

$$Q_{\text{тех}} = 2121 \cdot \left(\frac{1}{1,2} \right) = 1768 \text{ m}^3/\text{h}$$

– сменадаги эксплуатация унумдорлик

$$Q_{\text{см}} = Q_{\text{тех}} \cdot T \cdot k_n, \text{ m}^3/\text{смена}$$

бу ерда T – смена давомийлиги ($T=12$ соат); k_n – смена давомиди экскаватор иш вақтидан фойдаланиш коэффиценти ($k_n=0,8$)

$$Q_{\text{см}} = 1768 \cdot 12 \cdot 0,8 = 16973 \text{ m}^3/\text{смена}$$

– суткалик эксплуатацион унумдорлик

$$Q_{\text{сут}} = Q_{\text{см}} \cdot n, \text{ m}^3/\text{d}$$

бу ерда n - суткадаги сменалар сони ($n=2$)

$$Q_{\text{сут}} = 16973 \cdot 2 = 33946 \text{ m}^3/\text{d}$$

– йиллик эксплуатацион унумдорлик

$$Q_{\text{йил}} = Q_{\text{сут}} \cdot N, \text{ m}^3/\text{йил}$$

бу ерда N – экскаваторнинг йиллик иш кунлари сони ($N=357$ d)

$$Q_{\text{йил}} = 33946 \cdot 357 = 12118722 \text{ m}^3/\text{йил}$$

1-жадвалда конда мажмуани қўллаш натижасида 2013 йилдаги бажарилган ишлар ҳажми ва 2018 йилгача бўлган режаси келтирилган.

Нагжида Ангрен кўмири конида очиш ишларида қўлланилаётган мажмуанинг битта забойдаги қисмининг йиллик унумдорлиги 12,1 млн. m^3 ни ташкил этади. Агар конда очиш ишлари учта забойда ташкил этилганлигини

Бажарилган ишлар ҳажми ва 2018 йилгача бўлган режаси								1-жадвал
Кўрсаткичлар	Ўлчов бирл.	2013 й. (факт)	2014 йилдан 2018 йилгача режа					2018-2014 й. га нисбатан ўсиш
			2014 й.	2015 й.	2016 й.	2017 й.	2018 й.	
I. Очиш ишлари	млн.м ³	17,7	46,0	66,0	73,0	74,0	71,0	4
II. Кўмир казиб олиш	минг.т	3,9	4 100	4 300	4 500	4 800	5 100	1,3
Очиш коэффициенти	м ³ /т	4,5	10,6	13,8	11,8	11,0	9,9	-

хисобга олсак, мажмуа йиллик 36,3 млн.м³ қоплама жинсларни очиш имконини беради. Конда асосий муаммо бўлиб келаётган очиш коэффициенти ўртача 11,0 м³/т гача ошириш бўйича ишлар режалаштирилган. Ушбу технологияни қўллаш орқали республикамизнинг кўмир ёқилғисига бўлган эҳтиёжини қондириш имкони яратилади.

Библиографик рўйхат

1. Мальгин О.Н., Сытенков В.Н., Шеметов П.А. Циклично-поточная технология в глубоких карьерах. - Ташкент: Фан, 2004. - 337с.
2. Под общей редакцией Шадова М.И. «Справочник механика открытых работ» М.Недра, 1987.
3. Шахмейстер Л.Г., Дмитриев В.Г., Теория и расчет ленточных конвейеров., М., Машиностроение , 1978

УДК 622.235

© Тошов Ж.Б. 2016 г.

ПУТИ И СРЕДСТВА БОРЬБЫ С ПРОЦЕССОМ САЛЬНИКООБРАЗОВАНИЯ ПРИ БУРЕНИИ СКВАЖИН

Тошов Ж.Б., декан факультета энергетики ТашГТУ, кандидат технических наук, доцент

Ishda quduqlarni burg'ulash jarayonida suyuqlik bilan yuvib tozalash dinamikasi masalalari zamonaviy holatining tahlili keltirilgan, tog' jinslarini buzish jarayoni optimal masalalari va hosil bo'lgan shlamlarni quduq yuqorisiga chiqarish, chunki ushbu holat burg'ulash mexanik tezligiga tushishiga olib keladi. Gilli konlarda quduqlarni burg'ulashda salnik hosil bo'lish jarayoni bilan kurashish yo'llari bo'yicha tavsiyalar keltirilgan bo'lib, kelajakda quduqlarni burg'ulashda tog' jinslarini buzish jarayonlari masalarini yechish imkoniyatini yaratadi.

Tayanch iboralar: tog` jinsi, burg`ulash, burg`ulash dolotosi, energiya sarfi, quduq, sal`nik xosil bo`lishi, tayanch germetizatsiyasi, yuvish suyuqligi.

In the work is given the analysis of the current state of the question of the washing liquid dynamics in the process of wells drilling, the issues of process optimization of rock breaking and removal of generated cuttings to the surface, as these conditions are more complicated and lead to a drop in the mechanical drilling speeds, reducing of advances per bit are considered. The recommendations on ways and means to deal with the process of the formation of balling during drilling of clay deposits are presented, which allow in the future setting and meeting the challenges of the process of destruction of the rock during drilling.

Key words: rock, drilling, drill bit, energy input, well, balling, bearer sealing, washing liquid.

По определению современные технологические процессы характеризуются сложностью и многообразием операций и оборудования обычно они многостадийные, протекающие с высокими скоростями, при высоких температурах и давлениях в многофазных средах [1].

Все это в полной мере относится к процессу бурения скважин. Тем не менее, бурение при сравнении с другими технологическими процессами имеет свои особенности, которые выводят этот процесс в разряд наисложнейших. И в первую очередь это обстоятельство обусловлено тем, что процесс разрушения горной породы и вынос образуемого шлама на дневную

поверхность происходит в не моделируемых экспериментально условиях. Известно лишь то, при бурении скважин сложноструктурных и пластовых месторождениях эти условия все более усложняются. Последнее подтверждается падением механических скоростей бурения, уменьшением проходок на долото, учащением аварийных ситуаций в форме затяжек и прихватов буровых инструментов на забоях скважин. В этом плане весьма вероятны и ошибки в оптимизации этого процесса, что приводит к чрезмерным энергетическим и, следовательно, экономическим затратам. Вся сложность при минимизации затрат в процессе бурения в упомянутых аспектах заключается на сегодняшний день еще и в том, что он не поддается пока и математическому моделированию в полном объеме.

В общем же случае любой технологический процесс может быть условно представлен следующими математическими выражениями (рис. 1) [2].

$$Y=f(X,Z,U), \quad (1)$$

где Y – y_1, y_2, y_n (выходные параметры); X – x_1, x_2, x_n (входные параметры); Z – z_1, z_2, z_n (возмущающие факторы); U – u_1, u_2, u_n (управляющие параметры).

Входные параметры измеряемы, контролируемы, но воздействовать на них нельзя. Значение их не зависит от режимных параметров процесса: например, физико-механические свойства горной породы, на забое в условиях бурения скважины.

На эти параметры можно воздействовать для управления процессом: например, параметры режима бурения.

Возмущающие факторы случайным образом изменяются во времени и не поддаются измерению, например, те же самые физико-механические свойства горных пород, внешний облик буровых долот изменяемый из-за абразивного износа их элементов, поперечных и продольных колебаний буровых инструментов, природа которых до сих пор изучена недостаточно.

Выходные параметры являются критериями оптимизации. Для процесса при сравнительном анализе



Рис. 1. Схема выделения основных групп, определяющих состояние процесса

работоспособности буровых долот бурения наиболее значительным и употребляемым является уже классическим критерий стоимости метра проходки Бинггема в форме

$$C = \frac{\Delta(T_1 + T_2 + T_3) + C_0}{H}, \quad (2)$$

где C – стоимость работы буровой установки, сум; ΔC – стоимость часа работы буровой установки, сум/ч; T_1 – время подготовительных операций, ч; T_2 – время чистого бурения, ч; T_3 – время спускоподъемных операций, ч; C_0 – стоимость бурового долота, сум; H – проходка на долото, м.

Вполне естественно, что этот критерий предполагает правильный выбор типа и конструкции бурового долота и оптимальные параметры режима его отработки. Следует признать, что до настоящего времени упомянутые вопросы в общем случае не разрешимы из-за достаточно сложных частных, заключенных в потенциальной эффективности динамики буровых долот, будучи привязанной функционально ни к условиям на забое скважины, ни к параметрам режима их отработки. Тем не менее, экономический критерий в форме (2) является весьма эффективным при сравнительном анализе в процессе вновь создаваемых и совершенствующих породоразрушающих буровых инструментов.

Действительно, при достаточно малых глубинах скважин динамика вооружения являлась основой динамики буровых долот. А вследствие этого внимание исследователей в основном было сосредоточено на поисках функциональных зависимостей между физико-механическими свойствами горных пород и динамикой вооружения.

Изначально аналитическая структура формулы механической скорости бурения от параметров режимов бурения представляется следующей формой

$$V_m = f(P, n, Q), \quad (3)$$

где V_m – механическая скорость бурения, м/ч; P – осевая нагрузка на долото, тс; n – число оборотов в минуту, r/min ; Q – объем промывочной жидкости, л/с.

Она строилась при условии идеальной очистки забоя скважины. Считалось при этом, что промывку всегда можно обеспечить путем увеличения количества промывочной жидкости. Как правило, функциональные зависимости (3) строились эмпирическими методами и без учета условий на забое скважин, т.е. в условиях дневной поверхности. Естественно при этом в научных исследованиях в динамике промывочной жидкости нужды не было, т.е. она не рассматривалась как элемент общей динамики буровых долот. А в противном случае означало бы, что промывочную жидкость необходимо рассматривать как многофазную среду в контексте гидродинамических законов или искать иные пути учета влияния динамики промывочной жидкости, на процессы, происходящие на забое скважины, в том числе во взаимосвязи с

процессом разрушения горной породы; т.е. во взаимосвязи с динамикой вооружения, являющейся функционально связанной в явной форме с конструктивными параметрами буровых долот. А, следовательно, и методология решения обратных оптимизационных задач должна была бы строиться на двух составляющих динамики буровых долот: на динамике вооружения и на динамике промывочной жидкости. Однако так вопрос не ставился и не решался, хотя гидродинамическим вопросам в процессе бурения уделялось, и особенно в последнее десятилетие уделяется достаточно много внимания. Ниже мы остановимся на этих вопросах более детально.

Известно, что все природные тела в той или иной степени обладают тремя основными свойствами: упругостью, вязкостью и пластичностью. Построение реологических моделей во всем их многообразии не охватывают всех свойств буровых растворов, к тому же они как пока не содействуют даже правильной постановке оптимизационных задач в области динамики промывочных жидкостей.

По нашему глубокому убеждению поиск причины чрезмерной затраты энергии следует искать только на пути познания физики сальникообразования. Закономерность затрат энергии динамических систем от сил сопротивления движению и принцип Мопертюи в приложении к динамической системе – шламовая частица во встречном потоке промывочной жидкости открывают перед нами большие перспективы по оптимизации этого процесса по критерию его энергоёмкости. Безусловно, это касается в первую очередь, так называемых вторичных эффектов.

Нам представляется, что с позиции открытой закономерности затрат энергии динамических систем и принципа Мопертюи физика перехода течения жидкости из ламинарного режима в турбулентный, и наоборот вполне определена, т.е. тяжелая шламовая частица будет стремиться к центру вращения потока.

Впервые процесс сальникообразования стали замечать, что называется в самой его явной форме в период, когда внедрялись долота с гидромониторными насадками по образу и подобию американской технологии изготовления буровых долот шарошечного типа. Для турбинного способа бурения, как известно, характерными являются высокие скорости вращения буровых инструментов. Это и позволило наддолотным сальникам проявиться как следствие в явной форме всегда существовавшего процесса. Известно, что вначале по мере углубления скважин на практике стали наблюдаться, так называемые «шламовые подушки» на забое скважины. При этом появилась необходимость увеличения количества промывочной жидкости.

При бурении скважин стали засаливаться межвенцовые и межзубковые пространства. Проектировщикам буровых долот пришлось прибегнуть к конструкциям шарошечных долот с самоочищающимися ша-

рошками. Суть этой конструктивной находки заключается в том, что зубки венца одной шарошки при вращении пересекают межвенцовое пространство смежных с ней шарошек. И затем уже, когда на забое скважины создаются высокие давления и скорости, в областях закрученных потоков, появляются и наддолотные сальники. Вот тогда-то и появился термин «наматывание сальника» (рис. 2).

Борьба с этими негативными явлениями, естественно, а точнее по инерции велась путем дополнительных энергозатрат через посредство количества и скорости движения промывочных жидкостей.

Авторы [3, 4] видели причину сальникообразования в свойствах разбуриваемых пород. Они считают, что скопление сальниковой массы разбуриваемых пород начинается вследствие набухания ствола скважины за счет перманентного размокания и осыпания стенок скважины. Это происходит при проходке набухающих глинистых пластов. При этом образуются так называемые шламовые «мешки». И как только выключаются насосы, шламовый «мешок» сползает на забой в виде вязкой массы и при подъеме долота затягивает сальник. Используя анализ литературных источников и наглядную демонстрацию сальников в явной форме можно констатировать и следующую классификацию: сальник – шламовая подушка, сальник – скопления шламовых частиц на шарошках, сальник – наддолотное скопление шламовых частиц (рис. 2).

Естественно, по мере появления сальников на забоях скважин, а это шламовые подушки, появилась потребность увеличения количества промывочной жидкости. Энергозатраты на очистку забоя скважины стали возрастать. Появление шарошечных долот в практике бурения скважин в глинистых

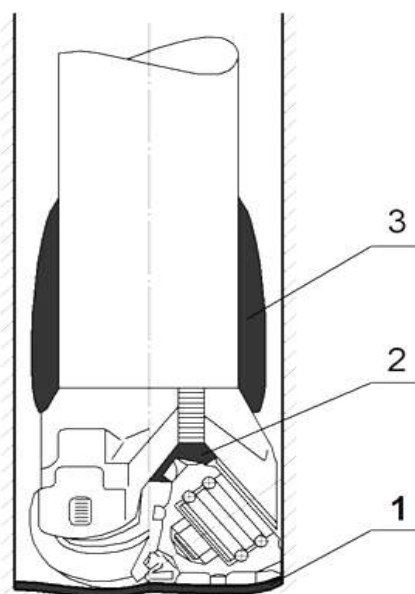


Рис. 2. Область формирования наддолотного сальника
1, 2, 3 – наддолотный сальник

пропластках повысили вероятность появления сальников. Внешне это выглядело как «засаливание» шарошек. И опять появилась потребность увеличения количества промывочной жидкости и, как следствие, энергозатрат. Появление буровых шарошечных долот с самоочищающимися шарошками лишь частично решило эту проблему. Ведь «засаливание» шарошек происходило не из-за адгезивных свойств промывочных жидкостей, как считали многие исследователи. Проблема, как стало понятно позже, заключалась в том, что шарошечные долота на забое скважины создавали вихревые потоки, т.е. условия процесса сальникообразования. При этом турбинное бурение вкупе с шарошечными долотами создали в этом отношении уникальные возможности и условия для процесса сальникообразования.

Хотя было бы несправедливо отрицать поиски решений о рациональных условиях очистки забоев скважин от выбуренного шлама на всех этапах процесса бурения скважин.

Практика показывает, что энергозатраты на промывку скважин с увеличением глубин скважин по темпу роста значительно опережают энергозатраты на разрушение горной породы этого же объема [5]. Иначе говоря, эта закономерность остается качественно неизменяемой при бурении скважин любых диаметров и в любых породах.

И вряд ли стоит рассчитывать на то, что эта тенденция претерпит существенные изменения. Но встает вопрос о количественном аспекте этой тенденции. И практика же показала, степень роста энергозатрат на промывку скважин можно понизить, т.е. имеется место для решения оптимизационных задач в этой непростой проблеме. И есть конкретные примеры, когда технико-технологическими средствами эти энергозатраты удавалось уменьшить и значительно.

При использовании шарошечных долот с зубчатым вооружением, большое внимание следует уделять фактору очистки вооружения долот с целью избежания сальникообразования, особенно при разбуривании вязких глинистых пород, а при использовании долот с твердосплавным вооружением – фактору эффективного удаления шлама в затрубное пространство, с целью исключения абразивного износа козырьков лап, опорных элементов и вооружения [6, 7]. Высокоскоростные струи, исходящие из них, способствуют процессу разрушения горной породы на забой скважины. Но в то же время справедливо отмечают, что эти струи направляемые между шарошками служат экраном на пути выноса шламодового потока с забоя скважины через межшарошечное пространство. Это ведет к тому, что шлам отжимается к центру забоя и подвергается повторному измельчению.

И так, можно сделать следующие выводы: при истечении высокоскоростных струй наблюдается эффект эжекции, способствующий возврату части шлама под рабочие элементы шарошек и попаданию его в опоры долота, вызывая дополнительный их износ, а в некоторых случаях и заклинивание шарошек; экранирующие действия струй способствуют удалению шлама через зазоры между стенками скважин и торцами шарошек и лап, вызывая их усиленный износ.

В этом плане интересными представляются работы теоретического характера, вскрывающие физику формирования вихревых потоков утяжеленными частицами в среде сопротивления. Сейчас уже ясно, что процесс сальникообразования не является следствием адгезивных свойств горных пород. Эти свойства могут только содействовать явному проявлению сальников в тех или иных областях призабойной зоны.

Библиографический список

1. *Технология важнейших отраслей промышленности // Учебник для экономических спец. вузов/ Гинберг А.М., Хохлов Б.А., Дрякина И.П. и др. Под ред. Гинберга А.М., Хохлова Б.А. - М.: Высшая школа, 1985. 496 с. с ил.*
2. *Стеглянов Б.Л. Повышение эффективности породоразрушающих буровых инструментов на основе сравнительного анализа кинетических характеристик их вооружения. - Дис. на соиск. уч. степ. докт. техн. наук. - Ташкент. 1990.*
3. *Абрамсон М.Г., Гянджунцев П.А., Никитин С.В. Экспресс-метод сравнительной оценки показателей надежности и эффективности работы породоразрушающих буровых инструментов. РНТС, серия «Бурение», М., 1981, вып. II, с. 15-19.*
4. *Иванников В.И., Иванников И.В. Сальникообразование при бурении скважин. Строительство нефтяных и газовых скважин на суше и на море. № 10, 2005, с. 44-46.*
5. *Стеглянов Б.Л. Рахимов Р.М., Валиева К.Г., Бариев М.Б. Теоретические аспекты образования сальников при бурении скважин. «Узбекский журнал нефти и газа», № 2, Ташкент, 2003, с. 20-22 с ил.*
6. *Стеглянов Б.Л. От Как?... к Почему?... (Аспекты динамики буровых долот и других физических моделей) ГФНТИ, Ташкент, 2001, с. 68.*
7. *Тошов Ж.Б. Повышения эффективности бурения взрывных скважин на путях оптимизации трех составляющих динамики буровых долот / Горный информационно-аналитический бюллетень. -М.: МГУ, 2014. - № 6. -С. 281+287.*

КОРХОНАЛАРДА МАШИНА МЕХАНИЗМЛАРИНИ ТАКОМИЛЛАШТИРИШ ЙЎЛЛАРИ

Райханова Г.Е., “Электротехника, электромеханика ва электротехнологиялар” кафедра мудариси, НДКИ Олмалик кон-металлургия факультети, Тоиров М.Ш., “Электротехника, электромеханика ва электротехнологиялар” кафедра катта ўқитувчиси, НДКИ Олмалик кон-металлургия факультети

В статье рассматриваются компрессоры для выпуска хлора и минерального удобрения хлористого аммония на АО «Навоиазот», изготовление запчастей из нержавеющей металла немного отклоняясь от конструкторских требований, создание условий для реконструкции на основе требований завода и за счёт этого обеспечение герметичности компрессора.

Ключевые слова: характеристики эксплуатации компрессоров по производству хлора, коррозия металлов, отклонение от заводского проекта, замена металлов на нержавеющие металлы, охрана окружающей среды.

The article presents the compressors for the production of chlorine and ammonium chloride fertilizer on JSC "Navoiyazot", manufacture of stainless steel spare parts a little deviating from the design requirements, arrangement of conditions for reconstruction based on plant requirements and due to this provision of the compressor sealing.

Key words: characteristics of compressors operation for chlorine production, corrosion of metals, deviation from the factory project, replacement of metal with stainless metals, environmental protection.

Бозор иқтисодиётининг муҳим шарти кам сарф-харажатлар орқали юқори иқтисодий самарадорликка эришиш.

Бугунги куннинг давр талаби корхоналарнинг технологик тизимини яхшилаш ва муқобил сақлаш, атроф муҳит экологиясига зарар етказмасдан юқори фойдага эришишдир.

Фаолият юритаётган корхоналарни доимий равишда такомиллаштириб бориш, замонавий ускуналарни ўрнатиш, бозор боп маҳсулотларни яратиш имкониятларини беради.

Бунинг учун ҳар бир корхона ички имкониятларини чуқур ўрганган ҳолда ортикча сарф-харажатлардан воз кечиши шарт, акс ҳолда маҳсулот таннархининг сунъий ошишига ва корхона самарадорлигига салбий таъсир курсатиш эҳтимоли ошади, бу эса бозор иқтисоди шароитида фаолият турининг мураккабланишига олиб келади.

Юртимизда фаолият кўрсатаётган саноат корхоналари ичида кимё саноатининг ўрни юқори бўлиб, унда ишлаб турган асосий воситалар ҳамда машина-механизмларнинг салмоғи юқори.

Ҳар бир машина ва механизмларнинг асосий қисмларини етказиб бериш ёки ўз вақтида таъмирлаш корхона учун катта чиқим ва харажатларни талаб қилади. Республикамизда узок йиллардан буён фаолият кўрсатиб келаётган “Навоийазот” АЖнинг хлор ва хлорли аммоний минерал ўғити ишлаб чиқариш цехини оладиган бўлсак, авваламбор бу цех монопол характерга эга бўлиб, Ўрта Осиёда хлор ишлаб чиқариш бўйича ягона ҳисобланади.

Ускуналар Германия ва Швеция давлатларидан келтирилиб ўрнатилган, асосан хлорли аммоний ўғити, хлор гази ва бошқа турдаги ишқорлар ишлаб чиқарилади.

Мана ўн йилдан буён ушбу цех ўзининг монопол характерини йўқотмасдан ҳозирги кунгача Ўрта Осиёда хлор ишлаб чиқариш бўйича ягоналикка эришди.

Вақт ўтиши натижасида машина ва механизмлар эскириши, қолаверса муҳитнинг зарарли таъсирлари натижасида машина ва механизмларнинг металларида кристалл панжараларнинг емирилиши, металл хусусиятларининг йўқолиши, ҳамда жисмоний эскириши оқибатида ишдан чиқиб, технологик жараёнларнинг асоси ҳисобланган марказдан қочма хлор компрессорлари фаолиятига ҳам таъсир кўрсатади, сабаби бу механизм қисмлари корхона лойиҳаси бўйича оддий пўлат (Ст 20) ва (Сч 20-24) чўяндан тайёрланган [1]. Технологик жараён эса ўта агрессив бўлиб, компрессорларнинг ишчи ғилдираги, уни ўраб турувчи ғилоф қисми, газ тақсиллаш камераси оддий пўлат Ст 20 дан (бўлак қисмлардан) ажраладиган қисмлардан тайёрлангани учун тез емирилади ва узок вақт таъмирлашни талаб қилади.

Бу эса корхона учун ортикча вақт талаб қилади, ҳамда молиявий йўқотиш яъни юқори сарф харажатларни юзага келтиради, қолаверса атроф муҳитни экологик тозаланишига птур етказибгина қолмай ишчи ходимлар соғлиги ва иш фаолиятига ҳам салбий таъсир кўрсатади.

Ушбу хлор газининг атроф муҳитга бераётган зарари, ҳамда таъсирларини ҳисобга олиб, ўрганган ҳолда, такомиллаштириш ишлари орқали унинг

ғилоф қисмига бир бутинлик (герметиклик)ни конструкторлик лойихалар орқали амалга ошириш мумкин.

Ушбу лойиха муҳандис конструкторлик нуқтаи назаридан чуқур ўрганилса, завод лойихасини 40÷50% га ўзгартиришга эришилади.

Такомиллаштириш жараёнида корхона ускуналарининг тузилиши завод лойихасидан бир мунча чекинтирилиб, корхона лойихаси асосида цех шароитига мос, таъмирлаш ва йиғишга қулай ҳолатга келтирилиб, ортикча ишчи кучи, вақт сарфи, электр энергия сарфларини камайитиришга эришилади.

Бундай конструкторлик лойихалар асосида такомиллаштириш ишларини амалга ошириш, компрессорларнинг доимий муқобил ишлашини таъминлайди.

Ўрта ёки юқори легирланган пўлатлардан ғилоф (улитка) қисми қуйма, газ таксимлаш камераси ва копоқ қисми эса қуйма ёки электропайвандлаш орқали амалга оширилса, мақсадга мувофиқ бўлиб, машина механизмларнинг хизмат муддати ошади, корхонанинг жорий таъмир харажатлари эса 80-85 % га қисқаради [2]. Таъмир харажатлари ҳар бир

компрессор учун кескин равишда пасайиши 1-жадвалда яққол курсатилган.

Хулоса ўрнида шуни айтишим мумкинки, юртимиздаги кимё саноатларининг барча асосий техник воситалари бугунки кунда уз хизмат вазифасини утаганлиги, механизмлар таъмир талаб бўлиб қолганлиги ёки давр тақозоси билан такоминлаштириш, таъмирлаш имкониятлари корхона ҳудудида мавжуд эмаслигини ҳисобга олиб:

- республика корхоналарининг ички имкониятларидан фойдаланилса, сарф харажатларни камайитириш билан бирга миллий валютани тежалишига катта ҳисса кўшилади.

- бундай такоминлаштиришлар Республикаимиз кимё саноатининг ҳар бир корхонасида ўтказиш зарур.

- республикаимиз саноат корхоналарининг ички имкониятлари чет эл машина жихозларининг бутловчи қисмларини ясай олиш имкониятига эга эканлигини билдиради ва саноат корхоналарда меҳнат фаолиятини юритаётган муҳандис-конструктор ходимларнинг билим савиясини мустаҳкамлайди.

1- жадвал

Компрессор таъмири учун сарф харажатларнинг миқдори

6-разрядли бир токар учун сарфланадиган пул ва вақт миқдори		Компрессор таъмири учун 6-разрядли чилангарлар сони, сарфланадиган вақт, ва пул миқдори		Таъмир учун сарфланган пайванд сими (электрод) УОНИ 13/45 ининг нархи ва миқдори		Бир электропайвандчи учун сарфла- надиган вақт ва унга тўланадиган пул миқдори		Сарфланадиган эл.энергия миқдори ва таннарни		Такомиллаштириш-гача бўлган ва ундан сўнги сарф харажат	
Такомиллаштиришгача завод лойихаси буйича Ст 20 (қора металдан) ясалган компрессор деталлари учун сарфланадиган сарф харажатлар											
h	сўм	киши	h	сўм	сўм	kg	h	сўм	kW	сўм	сўм
60	214014,00	2	48	168125,00	312000,00	52	16	5604,33	2400	348000,00	1047743,33
Такомиллаштиришдан кейинги 12X18N10T (зангламас металдан) тайёрланган компрессор деталлари таъмири учун сарфланадиган сарф харажатлар											
h	сўм	киши	h	сўм	сўм	kg	h	сўм	kW	сўм	сўм
4	14267,60	2	8	28020,96	-	-	-	-	40	5680	47968,56

Такоминлаштириш ишлари бизга шуни берадики, ҳар-бир компрессор таъмири учун ўртача сарф харажатлар миқдори кескин камайиши натижасида компрессор таъмиридан $\Sigma=999774,77$ сўм миқдорда пул корхона фойдасига тежалади.

Библиографик рўйхат

1. Геллер Ю.А., Рахштадт А.Г. *Материаловедение*, изд. М.: Металлургия, 1989г.
2. Кнозоров Б.В., Арутюнова А.В., Шабашов И.А. и др. *Технология металлов*, изд. М.: Металлургия, 1974г.

УПРАВЛЕНИЕ МЕХАНИЗМОМ РАЗВИТИЯ ТРЕЩИН В ПЛОСКОСТИ ОТРЫВА ПРИ ДОБЫЧЕ БЛОКОВ КАМНЯ

Махмудов А.М., доцент кафедры «Электротехника, электромеханика и электротехнологии», канд. техн. наук, НГГИ;
Курбанов М.К., преподаватель, Нуратинский горнопромышленный колледж

Maqolada qoplama tosh bo'laklarini qazib olishda qo'parilgan yuzada yoriqlarning rivojlanishini boshqarish, hamda tog' jinrlarini maydalashda kuchlarni va yuklamani qo'llash usuliga, ish bajaruvchi a'zo konstruksiyasiga va uning ta'siri prinsipiga bog'liq bo'lgan mexanizmi va energotalabi masalalari ko'rib chiqilgan. O'tkir yoriq qirrasida kuchlanish kontsentratsiyasi koeffitsienti va shpurlar orasidagi masofa mustahkamligining klassik nazariyasidan kelib chiqib aniqlangan.

Tayanch iboralar: *Tosh bo'lagi, qo'parib olish konturi, mustahkamlik kriteriyasi, maydalanish mexanizmi va jarayoni, kuchlanish, yoriq, asbob, kuchlanish intensivligi, kuchlanish tenzori, deformatsiya energiyasi, shpurlar orasidagi masofa.*

The article highlights the governance of crack propagation mechanism in the plane of separation in the extraction of stone blocks, and the mechanism and the energy intensity of rock breaking that depend on the loading technique, the working element construction and the principle of its operation. The stress concentration factor at the top of sharp crack and the hole spacing from the point of view of the classical theory of strength are established.

Key words: *stone block, separation outline, strength criteria, mechanism and process of destruction, stress, crack, tool, stress intensity, stress tensor, strain energy, hole spacing.*

Процесс разрушения состоит из двух стадий - зарождения трещины и ее распространения. При этом каждая стадия разрушения подчиняется своим законам. Среди критериев прочности есть критерии, описывающие как условия зарождения трещины, так и условия их распространения. В первом случае описываются фактические условия наступления опасного состояния в точке в рассматриваемый момент времени, определяемый классическими теориями прочности. Во втором случае исходят из наличия в исследуемом теле трещин. При этом по достижении телом предельного состояния равновесия рост трещины может иметь характер устойчивого или неустойчивого развития [1, 2].

Механизм разрушения горных пород и энергоёмкость разрушения пород зависят от способа приложения нагрузки, конструкции рабочего органа и принципа его действия. Исследованию этого вопроса посвящены работы ряда авторов, Шрейнера Л.А., Эйгелеса Р.М., Павловой Н.Н., и др. Они, рассматривая вопросы напряженно-деформированного состояния пород при вдавливании образца штампами с цилиндрическим, плоским основанием сферы и наконечника определили степень воздействия нагрузок и характер распределения напряжений под штампами. Зоны разрушения горных пород при статическом, динамическом и импульсном способах приложения нагрузки аналогичны, и различаются только энергоёмкостью и параметрами разрушения [2, 3].

В результате обобщения данных практики и научных исследований по управлению действием усилий

разрушения установлено, что их можно систематизировать на следующие группы:

- первая группа – управление действием статических усилий разрушения;
- вторая группа – управление динамическим усилием разрушения;
- третья группа – управление статико-динамических усилий разрушения, основанные на предварительное нагружение плоскости отрыва статической нагрузкой и развитие трещины отрыва динамическим приложением усилий разрушения.

Рассмотрим технологию разработки блоков камня способом разрушения горных пород по контуру приложением ударных нагрузок, через вставленные в шпур гидроклинья. Под действием клина по мере его внедрения, на массив передается растягивающее напряжение, под действием которого в полостях между шпурами создаются магистральные трещины. Иницирование трещин обеспечивается наконечником, который способствует ориентировке направления развития трещин и концентрации напряжений в области внедрения инденторов клина (рис. 1).

Предположим что, при буроотрывном способе добычи блочного камня, тело нагружено равномерно распределенной растягивающей нагрузкой P . В теле имеется трещина длиной l и шириной δ . Для облегчения задачи считаем, что напряжение σ равно нагрузке P . Около трещины напряжение концентрируется, вследствие чего, увеличивается энергия деформации (рис. 2).

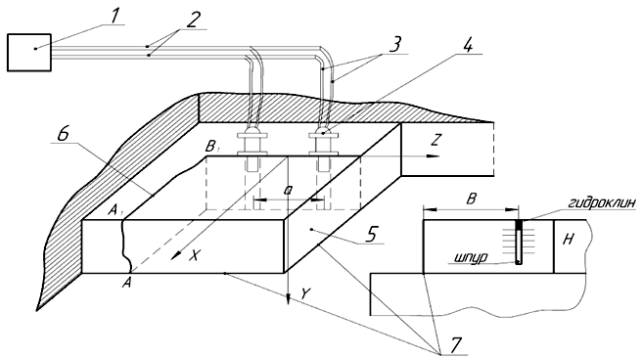


Рис. 1. Управление разрушающих усилий при гидроклиновой технологии добычи блоков камня.
 1-насосная станция; 2-магистральные напорные и сливные трубопроводы; 3-гибкие высоконапорные шланги; 4-гидроклинья; 5-блок камня; 6-диагональные трещины; 7-постельные трещины; а-расстояние между гидроклиньями; В-ширина блока; Н-высота блока; А А₁ и А₁В₁ соответственно линия отрыва по высоте и длине блока

При разрушении ширина остается постоянной, а её длина увеличивается. Важную роль при разрыве связей играет коэффициент концентрации напряжений в вершине острой трещины, который вычисляется в безразмерном виде по формуле классической теории прочности и характеризует относительное превышение напряжения в вершине трещины по сравнению с внешней нагрузкой.

$$K_{\sigma} = \frac{\sigma_p}{P} = \frac{4}{1-m} = \sqrt{\frac{2l}{r}}, \quad (1)$$

где K_{σ} – безразмерный коэффициент концентрации напряжений; m – безразмерный геометрический параметр определяемый формой трещины $m=l-\delta/l+\delta$; r – радиус вершины трещины, m .

При решении технологической задачи отделение блоков камня от массива управлением действия раз-

рушающих усилий, осуществляется равномерным распределением нагрузок и напряжений в массиве специальной конструкцией клиновидного инструмента, его формой и размерными параметрами, а также частотой и скоростью приложения нагрузок. Ниже рассмотрим распределение нормальных (σ) и касательных напряжений (τ) в плоскости отрыва в плане и в глубине (рис. 3).

Для невидимой глазом трещины $r = 10^{-9}$ м, длиной $2l = 2 \cdot 10^{-5}$ м., величина геометрического параметра $m = 0,753$, коэффициент концентрации напряжений для концентрических острых трещин составляет $K_{\sigma} = 15,8$ м; для видимой трещины длиной $2l = 2 \cdot 10^{-3}$ м, значит, коэффициент концентрации напряжений имеет значение $K_{\sigma} = 1426$. По мере роста трещины коэффициент концентрации напряжений непрерывно возрастает и поэтому в хрупком теле трещины продвигается на значительные расстояния, вплоть до полного разделения тела на две части.

При поставленной задаче очень важно управлять процессом роста трещины для отделения блоков камня по намеченному контуру. При управлении развитием трещины клиновидным рабочим инструментом предусматривается внедрение клина на глубину $h = l = 50$ мм, ширина создаваемой щели $\delta = 10$ мм, рассчитанный по формуле безразмерный геометрический параметр составляет $m = 0,667$, а коэффициент концентрации напряжений достигает значения $K_{\sigma} = 12$.

Прирост энергии расходуется на разрыв связей по поверхности развития трещины, то есть на образование новой плоскости [2]. Для определения основных параметров роста трещины воспользуемся законом сохранения энергии для нагруженного тела с трещиной

$$U = U_0 + U_1 - \Pi - K = \sigma^2 V / E + \pi \sigma^2 l^2 \delta / E - 2\gamma l \delta - V \rho v^2 / 2, \quad (2)$$

где U – энергия на образование единицы площади новой поверхности; $U_0 = \sigma^2 V / E$ – потенциальная энергия деформации;

$U_1 = \pi \sigma^2 l^2 \delta / E$ – энергия упругой деформации; $\Pi = 2\gamma l \delta$ – потенциальная энергия на образование новой поверхности; $K = V \rho v^2 / 2$ – кинетическая энергия перемещения массы (M) при распространении трещины; $\gamma = \pi \sigma^2 l / E$ – удельная поверхностная энергия или энергозатраты, отнесенные к эффективной площади разрушения, J/m^2 ; V – объём твердого тела вовлекаемый в движение при росте трещины, m^3 ; ρ – плотность твердого тела, t/m^3 .

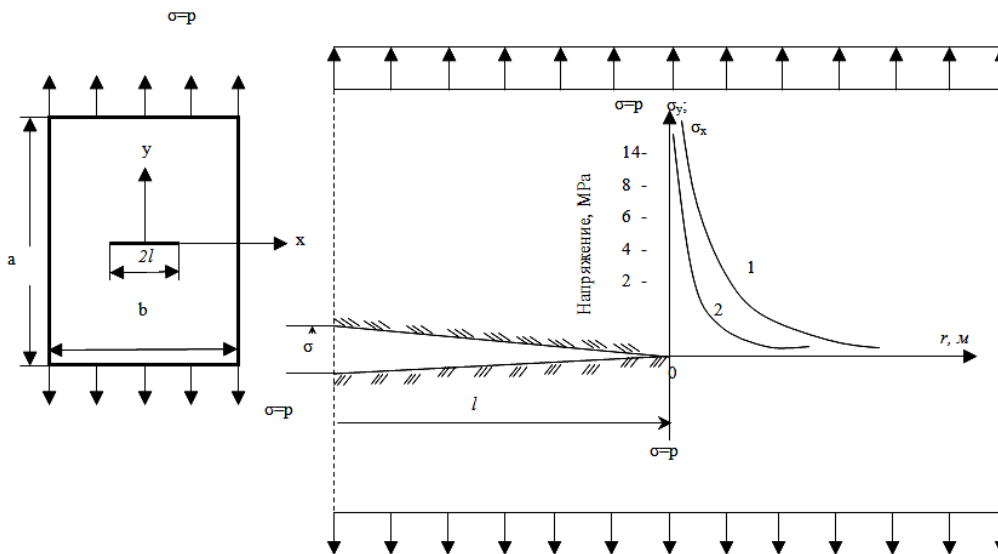


Рис. 2. Схема нагружения тела и растягивающих напряжений в вершине трещины вдоль радиуса вектора 0-г 1- $\sigma_y(r)$; 2 $\sigma_x(r)$

При разработке месторождений разрушением между шпуровых целиков созданием искусственно ориентированных трещин в массиве клиновидным инструментом радиального действия в шпурах, длина создаваемой трещины предопределяет основной технологический параметр расстояния между шпурами. Длина трещины (расстояние между шпурами) создаваемая под действием рабочего органа ударного действия от двух шпуров, зависит от упругой модуля разрушаемого материала (E), коэффициента Пуассона (ν), радиуса шпура (R), величины напряжений устойчивого развития трещин развиваемого на щеках клина внутри шпура (P), эффективной удельной поверхностной энергии разрушения горной породы (γ) и может быть определена по формуле:

$$l_{к.тр} = 2^3 \sqrt{\frac{\pi(R+h)^2 p^2 (1-\nu)}{4\gamma E}}, \quad (3)$$

где h – длина первоначальной трещины создаваемой при расширении гидроклина ударной нагрузкой, m ;

Главный технологический параметр отделения камня по контуру, расстояние между шпурами определяется по формуле:

$$a = 2l_{к.тр} = 4^2 \sqrt{\frac{\pi(R+h)^2 p^2 (1-\nu)}{4\gamma E}}, \quad m. \quad (4)$$

Расчетами установлено расстояние между шпурами при разработке мрамора, $a = (12-24)R$, для гранита $a = (8-16)R$.

Эффективность при решении технологической задачи отделения блоков камня от массива управлением действием разрушающих усилий, осуществляется

равномерным распределением нагрузок и напряжений в массиве специальной конструкцией гидроклиновидного инструмента, его формой и размерными параметрами, а также скоростью приложения нагрузок. Оптимальная длина трещины (расстояние между шпурами), создаваемая под действием рабочего органа ударного действия от двух шпуров, зависит от модуля упругости разрушаемого материала (E), коэффициента Пуассона (ν), радиуса шпура (R), величины напряжений устойчивого развития трещин развиваемого на щеках клина внутри шпура (P), эффективной удельной поверхностной энергии разрушения горной породы (γ).

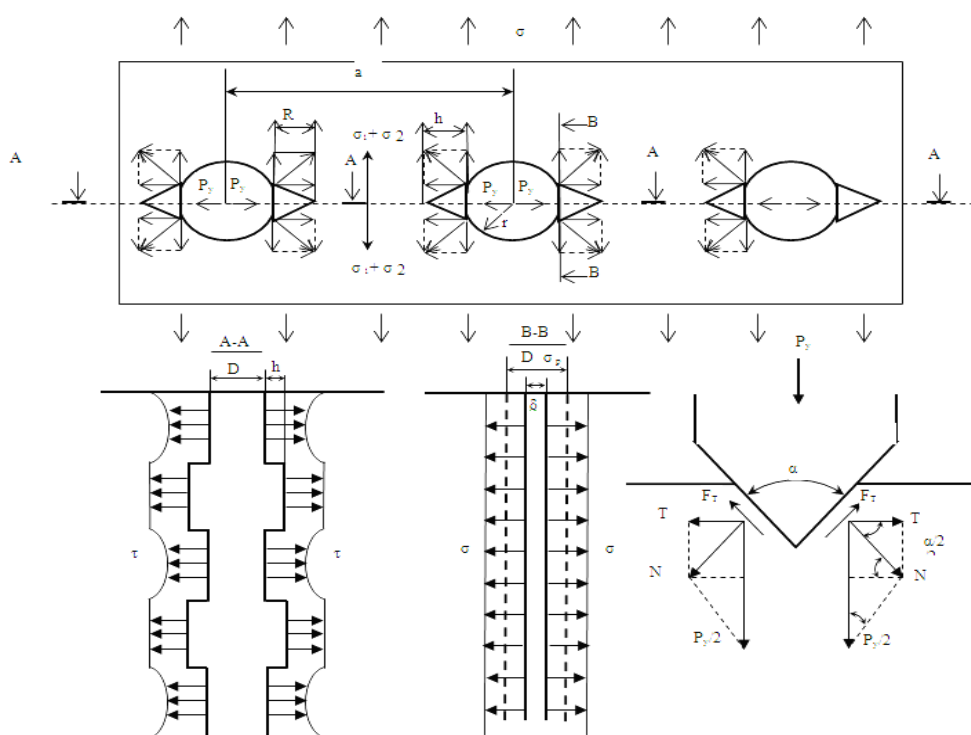


Рис. 3. Схема распределения усилий и напряжений под воздействием клиновидного инструмента

Библиографический список

1. Бакка Н.Т. Разработка технологии и комплексов оборудования добычи блоков из высокопрочных трещиноватых пород. Автореферат на диссертацию докт. техн. наук. - Житомир, 1986. - 38 с.
2. Ракишев Б.Р. Энергоемкость механического разрушения горных пород. - Алматы: Баспагер, 1998.-210 с.
3. Либовиц Г. Разрушение неметаллов и композитных материалов. Т. 7, Ч. 1. Неорганические материалы (стекла, горные породы, композиты, керамики, лед): Пер. с англ. - М.: Мир, 1976. - С.60-128.

ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ФОРМИРОВАНИЯ КОМПОЗИТОВ НА ОСНОВЕ СУЛЬФОФЕРРИТА КАЛЬЦИЯ И НИЗКОТЕМПЕРАТУРНОГО ЦЕМЕНТА НА ЕГО ОСНОВЕ

Рузиев Н.Р., зам. начальника департамента инвестиций НГМК

Maqolada sulfoferit kalsiy mineralini haroratga bardoshlik doirasini aniqlash bo'yicha izlanish natijalari va unga asoslangan yuqori mustahkam sementli kompozitlar sintezi keltirilgan.

Tayanch iboralar: portlandsement, sulfoferit, sintez, klinker, kalsiy, sement, pishirish, eritish, ajratish, miqdor, qotish, xarorat, qorishma, shixta, parchalanish, zarralarning massasi, mustahkamlik, gidratsiya jarayoni, intensivlik, kristallanish, gidratli struktura, sun'iy konglomerat, zichlanish, mustaxkamlash.

The article presents the research results to refine the temperature stability range of calcium sulfoferrite mineral and synthesis of high-strength cement composites on its basis.

Key words: portland cement, sulfoferrite, synthesis, clinker, calcium, cement, roasting, dissolution, separation, content, curing, temperature, mixture, load, decay, grain weight, strength, process of hydration, intensity, crystallization, hydrate structure, artificial conglomerate, sealing, hardening.

В последние годы в Узбекистане широко развернулось строительство международных автомагистралей, тоннелей, мостов, различных промышленных объектов, требующих применение коррозионно-стойких, расширяющихся и напрягающих цементов, предназначенных для изготовления водонепроницаемых железобетонных изделий и конструкций, заделки швов в конструкциях из сборного железобетона, ремонтно-восстановительных работ в метростроении и т.п. Решение этой проблемы, как подчеркивают многие авторы [1-3], возможно путём модифицирования рядового портландцемента расширяющими компонентами, к числу которых в первую очередь относятся сульфоалюминатные и сульфоферритные клинкеры, которые на начальной стадии твердения изменяют физико-химическую структуру формирующегося искусственного конгломерата.

Относительно низкая температура синтеза сульфоферритных клинкеров и высокая их коррозионная стойкость против агрессивного воздействия кислот и минеральных солей, чем сульфоалюминатных, позволяет отдать предпочтение им в качестве расширяющего компонента для получения модифицированного портландцемента [4-6]. Однако, по вопросу образования сульфоферрита, его скорости твердения, степени расширения и гидравлической активности существуют противоречивые мнения, которые сдерживают широкое внедрение технологии производства сульфоферритных цементов. Одни исследователи считают, что продуктами синтеза при обжиге сульфоалюможелезистых систем являются ферриты, твердые растворы сульфоалюмината и сульферрита кальция, а сульфоферрит вообще не образуется. Другие же считают,

что при 1100-1150⁰С сульферрит образуется в системе CaO – Fe₂O₃- CaSO₄, а в системе CaO – Al₂O₃ - Fe₂O₃- CaSO₄ образуется как промежуточное соединение: до появления расплава сосуществует с C₄A₃S̄, а затем при более высокой температуре, разлагается на C₂F и CaSO₄ с последующим внедрением ионов Fe³⁺ в кристаллическую структуру C₄A₃S̄ с образованием сульфоалюмоферритов кальция. Исследователи, утверждающие о том, что C₄F₃S̄ не образуется при обжиге сульфоалюможелезистых систем, не учитывают тот факт, что его устойчивость при температуре выше 1150⁰С снижается и с повышением температуры он начинает разлагаться и в системе появляется расплав твердых растворов сульфоалюмоферрита кальция.

По данным М. Искадаровой и др. [7-8], при обжиге сырьевой смеси, включающей известняк, фосфогипс и железистую руду, рассчитанной на образование сульфоферрита, сульфоалюмината и сульфосиликата кальция, образуются и автономно сосуществуют все указанные минералы. Обжиг при 1200⁰С, действительно, приводит к частичному разложению C₄F₃S̄ с выделением C₂F и CŜ, а C₅S₂S̄ - с выделением C₂S̄ и CŜ. Повышение температуры до 1250⁰С ускоряет разложение сульфоферрита и сульфосиликата кальция и в сульфоалюможелезистой системе преобладает содержание двухкальциевого силиката, двухкальциевого феррита и ангидрита. Несмотря на низкую температуру синтеза, цемент на основе сульфоалюможелезистого клинкера обладает высокой гидравлической активностью, обеспечивающей марку «400» с большим запасом прочности. Отличительной его особенностью является то, что образцы после 4-х h воздушно-влажного твердения обладают распалу-

бочной прочностью, достаточной для погружения их в воду для дальнейшего твердения. В связи с этим, важно было проверить известные высказывания ученых по вопросу установления температурного диапазона устойчивого существования сульфогеррита кальция в сульфогерритных клинкерах, синтезируемых из карбонат-, сульфат- и железосодержащих отходов промышленных предприятий Узбекистана, что и составляла цель проводимых исследований.

Экспериментальная часть исследований.

Для выполнения исследований был рассчитан состав смеси для синтеза $C_4F_3\hat{S}$ при стехиометрическом соотношении компонентов - $CaSO_4$, Fe_2O_3 и $CaCO_3$, которая подвергалась обжигу в лабораторной силитовой печи при температурах 1150, 1200, 1250°C с экспозицией 3 h Сульфогерритные клинкеры также синтезированы при указанных температурах с экспозицией 2 h сырьевой смеси, включающей известняк, фосфогипс и гематитовые породы. Рентгенофазовый анализ выполнен на дифрактометре ДРОН-2, микрофотографии сняты на сканирующем микроскопе с элементным рентгеновским адаптером модели Филлипс SEM 255 M/EDAX 9900.

Результаты исследований и их обсуждение.

Для выполнения исследований был рассчитан состав смеси для синтеза $C_4F_3\hat{S}$ при стехиометрическом соотношении компонентов - $CaSO_4$, Fe_2O_3 и $CaCO_3$, которая подвергалась обжигу при температурах 1150, 1200, 1250°C с экспозицией 3 h.

Рентгенофазовый анализ исходной и обожженной при указанных температурах сульфогерритной смеси позволил установить кинетику минералообразовательных процессов в системе $CaCO_3-Fe_2O_3-CaSO_4$. Установлено, что на дифрактограммах спеков, синтезированных при 1100°C, рефлексы, характерные для $CaCO_3$ ($d/n=0,381$; 0,303; 0,298; 0,209; 0,191; 0,187; 0,150; 0,148; 0,114 nm) отсутствуют. Полностью исчезли также линии $\alpha-Fe_2O_3$ ($d/n=0,366$; 0,269; 0,251; 0,183 nm) и $CaSO_4 \cdot 2H_2O$ при $d/n=0,755$; 0,427; 0,381; 0,306; 0,289; 0,169; 0,148; 0,145 nm. Отмечено появление довольно интенсивных и четко выраженных линий монокальциевого феррита кальция с $d/n=0,267$; 0,253; 0, 223; 0,211; 0,184; 0,151nm, рефлексы $CaO_{своб}$ ($d/n=0, 169$ и 0,145 nm) и $CaSO_4$ ($d/n=0,349$; 0,388; 0,285; 0,233; 0,235 nm) имеют различную интенсивность, причем, присутствие линий C_2S , C_2F и сульфата кальция свидетельствует о том, что не все количе-

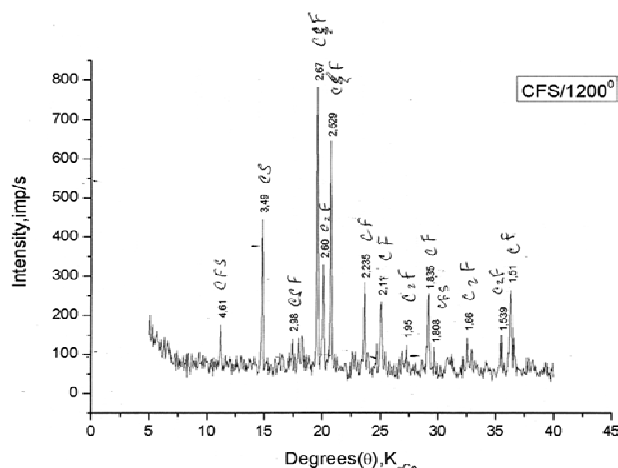


Рис. 1. Дифрактограмма сульфогеррита кальция, синтезированного при 1200°C

ство $CaSO_4$ вступило в химическое взаимодействие с железистой составляющей сырьевой смеси. Дифрактограмма спека, обожженного при 1150°C фиксирует максимальное образование сульфогеррита кальция с $d/n=0,862$; 0,598; 0,535; 0,456; 0,407; 0,296; 0,269; 0,251; 0,220; 0,188; 0,173; 0,169; 0,148; 0,145; 0,141 nm. Обнаружены также небольшой интенсивности рефлексы C_2F при $d/n=0,369$; 0,184 nm. При повышении температуры до 1200°C увеличивается интенсивность характерных рефлексов C_2F и $C_2\hat{S}$, что свидетельствует о частичном разложении $C_4F_3\hat{S}$ (рис. 1).

Полученные результаты и ранее установленные закономерности гидратационного взаимодействия трех низкотемпературных сульфоминералов – сульфоалюмината, сульфосиликата, сульфогеррита с образованием высокопрочного искусственного конгломерата на их основе [4, 5] служили научной основой для разработки мало энергоёмкой технологии сульфоалюможелезистых клинкеров и цементов на их основе, в которых сульфоалюминат - $C_4A_3\hat{S}$, сульфосиликат - $C_5S_2\hat{S}$ и сульфогеррит - $C_4F_3\hat{S}$ находились бы в автономном состоянии, для чего температуру обжига сульфожелезистой сырьевой смеси необходимо поддерживать на уровне не выше 1200°C. Для синтеза сульфоалюминатно-ферритных клинкеров в качестве компонентов сырьевой смеси использовали фосфогипс ОАО «Аммофос-Максам», гематитовую породу Чимкурганского и известняк Ахангаранского месторождений (табл. 1).

Химический состав исходных материалов											
Наименование материала	Содержание оксидов, %										
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	R ₂ O	P ₂ O ₅	SO ₃	Ппп	Пр.	Σ
Известняк Ахангаранский	6,08	1,30	0,71	49,9	0,34	0,31	-	0,1	41,22	0,17	
Железистая руда	40,53	7,04	38,45	3,17	0,73	2,36	-	1,54	6,18		
Фосфогипс	14,07	1,01	0,62	27,26	0,37	0,30	1,35	38,94	13,4	1,44	

Таблица 2

**Вещественный состав
сульфоалюможелезистых сырьевых смесей**

КН сырьевой композиции	n _s сырьевой композиции	Состав сырьевой композиции, мас. %		
		известняк	железистая руда	фосфогипс
0,667	1,0	58,74	23,78	17,43
	1,5	54,07	19,79	26,14
	2,0	50,03	16,29	33,63
0,80	1,0	62,84	21,00	16,16
	1,5	57,82	17,56	24,62
	2,0	54,40	14,32	31,23

Для синтеза низкотемпературных сульфожелезистых (САЖ) клинкеров сырьевую смесь на основе железистой руды, фосфогипса и известняка рассчитывали при КН = 0,667 и 0,8; n_s = 1,0; 1,5; 2,0. Расчеты показали, что, в зависимости от значений КН и n_s сырьевой шихты, содержание железистой руды в них колеблется от 14,32 до 23,78 %, фосфогипса - от 16,16 до 33,68 %, известняка - от 50,03 до 62,84 % (табл. 2). Химический состав клинкеров на основе указанных сырьевых шихт включает до 13,14 % Fe₂O₃ и до 20,4 % SO₃ (табл. 3). Синтезируемые сульфожелезистые клинкеры, согласно расчетным данным, должны со-

Таблица 3

Расчетный химический состав САЖ клинкеров

Значения		Содержание оксидов, мас. %								
КН	n _s	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	P ₂ O ₅	R ₂ O	Σ
0,667	1,0	18,75	3,69	13,14	50,05	1,58	11,29	0,04	1,10	100
	1,5	17,18	3,16	10,83	49,63	1,44	16,21	0,53	0,96	100
	2,0	15,86	2,77	8,86	49,28	1,30	20,40	0,67	0,84	100
0,80	1,0	17,53	3,55	11,91	53,27	1,68	10,62	0,34	1,04	100
	1,5	16,15	3,09	9,82	52,64	1,52	15,33	0,50	0,91	100
	2,0	14,95	2,70	8,01	52,15	1,39	19,30	0,63	0,81	100

держат в своем составе сульфоминералы в указанных в табл. 4 пределах. Следует отметить, что по содержанию C₄A₃Ŝ и C₄F₃Ŝ клинкеры с КН = 0,667 и 0,80 незначительно отличаются друг от друга, а по содержанию C₅S₂Ŝ – отличие существенное. При КН=0,667 содержание этого минерала на 3-4 % больше, чем у клинкера с КН=0,8. С увеличением n_s повышается содержание не связанного CaSO₄. Причем

Таблица 4

Минералогический состав САЖ клинкеров

Значения		Содержание минералов, мас. %			
КН	n _s	C ₄ A ₃ Ŝ	C ₄ F ₃ Ŝ	C ₅ S ₂ Ŝ	CaSO ₄
0,667	1,0	7,36	19,55	73,0	0,9
	1,5	6,30	17,76	68,72	7,24
	2,0	5,46	14,53	63,44	16,57
0,80	1,0	7,08	19,53	70,12	3,27
	1,5	6,16	16,11	64,60	12,13
	2,0	5,39	13,14	59,80	27,67

его содержание в САФС клинкерах с КН = 0,80 выше, чем с КН = 0,667

Исследование реакционной способности сульфожелезистых сырьевых шихт рентгенофазовым методом показало, что фазовый состав продуктов обжига сульфожелезистой шихты, рассчитанной при КН=0,667 и n_s=1,0 и обожженной при 1100⁰С, полиминеральный и включает всю гамму силикат-, железо-, алюминий и сульфатсодержащих фаз устойчивых и неустойчивых форм: C₅S₂Ŝ (d/n = 0,462; 0,409; 0,334; 0,297; 0,285; 0,186 nm), C₄A₃Ŝ (d/n= 0,410; 0,370; 0,215; 0,164 nm), несвязанного сульфата кальция при d/n=0,349; 0,334; 0,309; 0,297; 0,285; 0,186 nm, C₄F₃Ŝ (d/n=0,268; 0,254; 0,246; 0,225; 0,184), и свободного CaO при d/n=0,239; 0,240; 0,169 nm (рис. 2). Наличие на дифрактограммах отражений CaO свидетельствует о незавершенности процесса минералообразования. Об этом говорит также появление на дифрактограммах межплоскостных линий C₂F при d/n=0,736; 0,531; 0,273; 0,270; 0,268; 0,157 nm достаточно высокой интенсивности и малоинтенсивных линий C₁₂A₇ при d/n=0,492 nm. Сильное усиление интенсивности основных линий C₂F при d/n=0,273; 0,270; 0,268 происходит из-за того, что на них накладываются линии C₄F₃Ŝ. В то же время при d/n= 0,263 nm дают отражение также и кристаллы C₄A₃Ŝ, следовательно, усиление интенсивности этой линии происходит за счет того, что накладываются друг на друга линии трех минералов: C₄F₃Ŝ, C₄A₃Ŝ, C₂F и в результате эта линия смещается к d/n = 0,268 nm. То же самое можно говорить и об усилении интенсивности некоторых линий C₅Ŝ при d/n=0,349; 0,334

nm, за счет наложения на них линий C₅S₂Ŝ. С повышением температуры обжига картина минералообразования на дифрактограмме претерпевает существенные изменения: уменьшается интенсивность дифракционных отражений C₅Ŝ, CaO, C₂F, что свидетельствует о повышении степени взаимодействия компонентов шихты и образовании устойчивых клинкерных фаз, которые представлены преобладающим сульфоферритно-сульфосиликатным составом. На дифрактограммах сульфожелезистых клинкеров с КН=0,8; n_s=1,0; 1,5; 2,0, обожженных при 1250⁰С, отмечаются интенсивные дифракционные отражения C₄A₃Ŝ (d/n= 0,416; 0,375; 0,216; 0,162 nm), C₄F₃Ŝ (d/n=0,266; 0,252; 0,186 nm) и C₅S₂Ŝ при d/n = 0,285; 0,232; 0,220 nm.

Известно, что распад безводного САК на алюминаты и сульфат кальция происходит при температуре выше 1380⁰С [3, 4]. Видимо, в сульфатсодержащих сырьевых композициях с высоким содержанием Fe₂O₃

этот процесс ускоряется, и распад $C_4A_3\hat{S}$ происходит при относительно низких температурах: на дифрактограммах клинкеров, обожженных при $1200^{\circ}C$ интенсивность отражений $C_4A_3\hat{S}$ ниже, чем на дифрактограмме клинкеров, синтезированных при $1100^{\circ}C$.

Микрофотография реплики с поверхности скола сульфо-алюминатно-ферритного клинкера с $KH=0,667$ и $n_s=1,0$, синтезированного при $1200^{\circ}C$ представлена высокопористым искусственным конгломератом, в котором основная масса зерен с оплавленной поверхностью не имеют определенную геометрическую форму и они по всей вероятности относятся к $C_4F_3\hat{S}$, C_2F и $C_5S_2\hat{S}$. В порах между этими зернами расположены зерна круглой формы, относящиеся, видимо к C_2S и $C_4A_3\hat{S}$

(рис.3). Поры образуются вследствие выделения SO_3 за счет диссоциации сульфата кальция, образующегося в результате разложения сульфоферритной и сульфосиликатной составляющей клинкера.

По данным табл. 5, образцы сульфо-алюмо-железистого цемента с $KH=0,667$, $n_s=1,0$ проявляют относительно низкую прочность, которая к 3 d. составляет 8,6 МПа и она к 28 d повышается лишь на 0,3 МПа. При повышении n_s до 1,5 наблюдается резкий рост прочности цемента к 3 d., которая плавно повышаясь, к 7 и 28 d достигает 16,3 и 19,5 МПа соответственно. Дальнейшее повышение значения n_s до 2,0 не оказывает заметного влияния на процесс гидратации сульфо-алюминатно-ферритного цемента, в результате его прочность через 3, 7 и 28 d. несколько ниже, чем у цементов с $n_s=1,5$, но значительно выше, чем у цементов с $n_s=1,0$. С возрастом процесс твердения цементов несколько замедляется, о чем свидетельствуют данные испытаний сульфоконгломератов трехмесячного возраста. К этому сроку прирост их прочности составляет при $KH=0,667$ от 10,75 до 11,48 МПа соответственно при $n_s=1,5$ и 2,0, а при $KH=0,80$ – 8,48 и 6,54 МПа соответственно при $n_s=1,5$ и 2,0. Видимо, в этот период структурообразующую роль играют продукты гидратации сульфоферрита

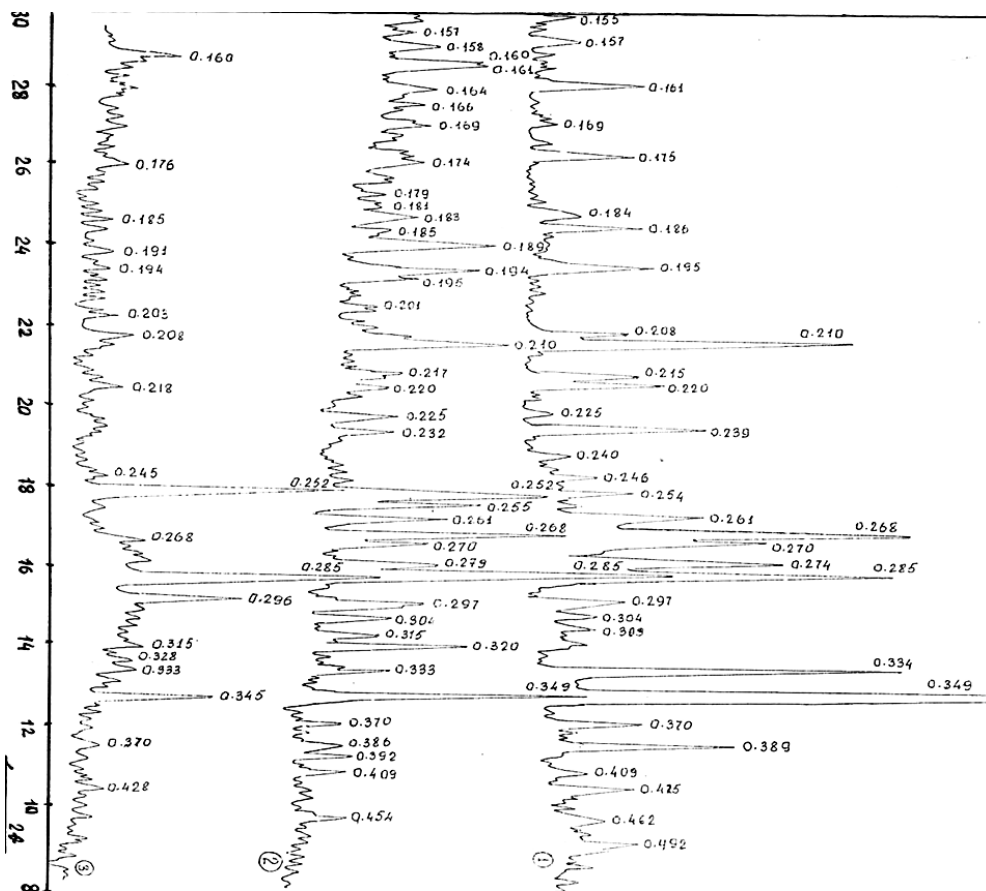


Рис. 2. Дифрактограммы сульфожелезистых клинкеров, синтезированных обжигом сырьевой смеси с $KH=0,667$ и $n_s=1,0$ при температурах $1100^{\circ}C$ (1), $1200^{\circ}C$ (2) $1250^{\circ}C$ (3)

кальция, которые вносят свой вклад в уплотнение гидратной структуры формирующегося сульфо-алюмо-железистого композита.

Для создания полной картины процесса гидратации системы «сульфо-алюмо-железистый цемент-вода», определения состава гидратных фаз на каждом этапе гидратации и твердения с установлением физико-химических закономерностей формирования искусственного конгломерата проводили рентгенофазо-

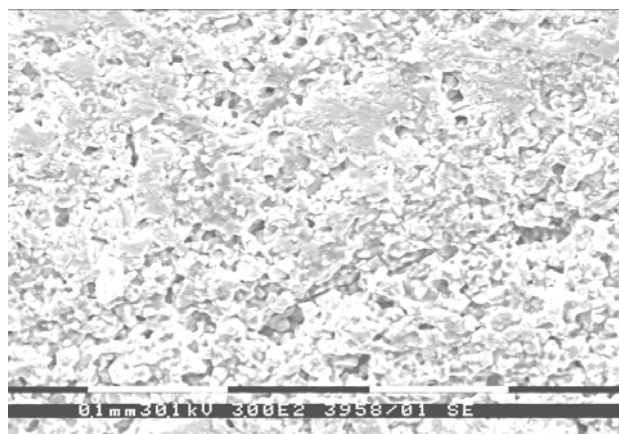


Рис.3. Микрофотографии реплик с поверхности скола сульфожелезистого клинкера, синтезированного при $1200^{\circ}C$

линий слабой интенсивности при $d/n=0,980$ и $0,889$ nm, характерные для гидросульфатоалюмината кальция высоко- и низкосульфатной форм соответственно, усиление интенсивности дифракционных отражений ферриэtringита при $d/n=0,752$; $0,601$; $0,425$; $0,347$; $0,327$; $0,306$; $0,220$; $0,187$; $0,178$ nm (рис.6). Судя по уменьшению интенсивности линий минералов сульфатоалюмината ($d/n=0,364$ nm) и сульфоферрита ($d/n=0,264$; $0,260$ nm) исходного САЖ цемента можно предположить, что процесс его гидратации протекает медленно и ступенчато с постепенной кристаллизацией этtringита и железосодержащих этtringитоподобных фаз, уплотнением и упрочнением структуры формирующегося искусственного конгломерата.

Высказанное предположение нашло полное свое подтверждение при проведении электронномикроскопического исследования структуры затвердевших в различные сроки образцов сульфатоалюминатного цемента на основе клинкера с $KH=0,667$; $n_s=1,5$, представлена в виде плотно упакованных спекшихся зерен округлых и удлиненных форм, а в некоторых местах - бесформенной массой спекшихся зерен с оплавленной поверхностью, через 3 d гидратации претерпевает существенные изменения: в некоторых местах на гладкой поверхности зерен появились борозды и их поверхность усеяна бугорками роста. К 3-им и 7-м d картина минералообразования при гидратации САЖ цемента значительно изменилась, рельеф поверхности скола представлена поразному: в одних участках наблюдается скопление множества чешуйчатых новообразований, в других - длинных волокнистых новообразований, пространство между которыми заполнено бесформенной массой. К 14-м d картина минералообразования существенно не меняется, размеры чешуйчатых и волокнистых кристаллических новообразований стало больше они стали переплетаться и срачиваться с образованием отдельных блоков, которые к 21 d наслаиваясь друг на друга стали уплотняться с созданием слоистых агрегатов. При дальнейшем углублении процесса гидратации отмечено образование крупных кристаллоагрегатов, которые контактируя друг с другом и сплетаясь, образуют структурный каркас из тесно сплетенных сеток кристаллических новообразований. Межзерновое и межкристаллическое пространство заполнено новыми слоями кристаллических и гелевых новообразований, которые срастаясь с кристал-

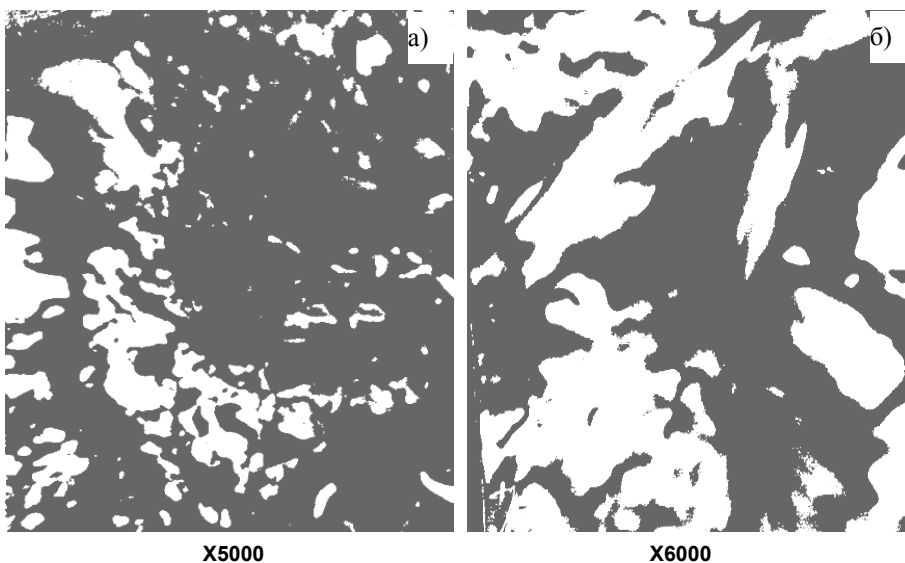


Рис. 6. Формирование кристаллической структуры сульфоконкомпозита 28 d возраста на основе САЖ цемента с $KH=0,667$; $n_s=1,5$.

лоагрегатами и уплотняя гидратную структуру формирующегося искусственного конгломерата, образуют хаотично ориентированные блоки. Последовательное формирование плотной структуры искусственного конгломерата при гидратации САЖ цемента с образованием прочного композита наглядно иллюстрируется на рис. 5, откуда видно, что к 28 d рельеф поверхности скола гидратированного САЖ цемента состоит из параллельно ориентированных блоков, создающих блочно - ритмическую слоистую структуру, которые способствуют повышению прочностных показателей и улучшению эксплуатационных свойств камня на его основе.

Повышение значения n_s клинкера до 2,0 приводит к некоторому изменению картины минералообразования при твердении САЖ цемента: через 1 d поверхность зерен клинкера как бы набухает, затем из набухшей массы начинает появляться бугорки, из которых начинают выкристаллизовываться первичные зародыши, служащие центрами кристаллообразования. К 14 d мелкие кристаллики пронизывают основную массу гидратирующейся системы, растворяются в ней и к 21 d образуют отдельные блоки-агрегаты из параллельно ориентированных слоев чешуйчатых поликристаллов, которые в процессе роста соприкасаясь с основной массой новообразований, срастаются с ней, и таким образом уплотняясь и омоноличиваясь создают достаточно плотную и прочную структуру. В таких структурах, как отмечается в работах [9, 10], ориентация слоев ограничена размерами блоков, при больших увеличениях и внимательном рассмотрении в стереоскопе выявляется их слоистость. Такое визуальное впечатление создается вследствие прохождения плоскости скола камня между чешуйками, образовавшимся из отдельных зародышей и составляющими слой. Подобная структура называется агре-

гатно-блочной или ритмично-блочной. В сульфоалюминат- и сульфоферритсодержащих цементах, как утверждает автор, слои в блоках состоят из параллельных сросшихся пластинок моно- или трехсульфатных гидросульфоалюминатов и гидросульфоферритов кальция, что и нашло свои подтверждения также и нашими исследованиями.

Основные выводы.

Установлено, что в системе $\text{CaO} - \text{Fe}_2\text{O}_3 - \text{CaSO}_4$, сульфоферрит образуется при температуре обжига 1100°C и температурный диапазон его устойчивого существования составляет $1100-1150^\circ\text{C}$. Выше этой температуры он начинает разлагаться на C_2F и CaSO_4 , что хорошо коррелирует с ранее известными данными о свойствах этого минерала. Основываясь на устойчивости $\text{C}_4\text{F}_3\text{S}$ при температуре до 1150°C , синтезированы сульфоалюминатно-ферритные клинкеры, содержащие в своем составе $\text{C}_4\text{F}_3\text{S}$, $\text{C}_4\text{A}_3\text{S}$ и $\text{C}_5\text{S}_2\text{S}$, которые также проявляют устойчивость до температуры до 1150°C . С повышением температуры их устойчивость снижается, в результате в системе $\text{CaO} - \text{Al}_2\text{O}_3 - \text{Fe}_2\text{O}_3 - \text{CaSO}_4$ преобладает содержание продуктов распада $\text{C}_4\text{F}_3\text{S}$ и $\text{C}_5\text{S}_2\text{S}$: C_2F , C_2S , CaSO_4 и CaO .

Показана принципиальная возможность получения сульфоалюможелезистых цементах путем формирования низкоосновных сульфожелезистых сырьевых смесей с использованием известняка, фосфогипса, гематитовой породы с последующим их низкотемпературным обжигом при температуре не выше 1150°C .

1200°C . Цементы на основе сульфоалюминатно-ферритных клинкеров с $\text{KH}=0,667$ и $0,80$, $n_s=1,5$ и $2,0$ проявляют достаточно высокую гидравлическую активность, которая через 28 d твердения в воде составляет от 12 до 20 МПа на малых образцах малых образцах-кубиках с размерами граней 1,41 см.

На основе изучения кинетики фазо- и структурообразования при твердении САЖ цементов установлено, что основными продуктами их гидратации в ранние сроки твердения являются двухводный гипс, гидросульфоалюминаты и гидросульфоферриты высоко- и низкосульфатных форм, а в более поздние сроки – также и гидросиликаты и гидросульфосиликаты кальция. Отмечено, что процесс формирования структуры САЖ цементов подчиняется законам, присущим процессам, происходящим при гидратации и твердении сульфоалюминатных цементах, лишь с той разницей, что процесс зародышеобразования в ранние сроки протекает несколько медленнее. С углублением процесса гидратации мелкие кристаллические новообразования, вырастающие из бугорков роста на поверхности зерен САЖ цемента, пронизывают всю массу гидратирующей системы, образуя сетчатую структуру, межзерновое и межкристаллическое пространство которой постепенно заполняется новыми порциями продуктов гидратации, которые постепенно срастаясь друг с другом и наслаиваясь, создают параллельно ориентированные слои из кристаллических блоков, и таким образом, микроструктура формирующегося искусственного конгломерата уплотняется и упрочняется.

Библиографический список

1. Самченко С. В., Зорин Д. А. Влияние дисперсности расширяющегося компонента на свойства цементов // *Техника и технология силикатов*. — 2006. — Т. 13, № 2.
2. Кузнецова Т.В., Кривобородов Ю.Р., Бурлов И.Ю. Основные направления в химии и технологии специальных цементов // *Строит. материалы*. 2008. № 10. С. 61–63.
3. Самченко С. В., Бурлов А. Ю., Зорин Д. А.. Применение сульфатированных клинкеров для создания коррозионностойких цементов // *Электронный журнал ВесьБетон*. Дата публикации: 18.10.2008
4. Кривобородов Ю. Р., Самченко С. В. Физико-химические свойства сульфатированных клинкеров // *Аналитический обзор ВНИИЭСМ. Цементная промышленность*. — М., 1991.
5. Осокин А.П., Кривобородов Ю.Р., Потапова Е.Н. Модифицированный портландцемент. —М., 1993. —С.328.
6. Осокин А. П., Кривобородов Ю.Р. Сульфожелезистые цементы и их свойства // *Труды Московского химико-технологического института им. Д. И. Менделеева*. Вып. 137. 1985. — С. 23–29.
7. Рузиев Н.Р., Искандарова М., Рахманов М.И. Влияние сульфоалюмината на прочность сульфоферрита кальция // *Ж. Композиционные материалы*. №4 . 2008 г. — с. 82-83.
8. Рузиев Н.Р., Искандарова М., Негматов С.С., Рахманов М.И., Хайдаров Р. Технологические основы получения низкотемпературных сульфоалюможелезистых цементов // *Ж. Композиционные материалы*. №4 . 2008 г. — с. 47-50.
9. Шпынова Л.Г. Формирование и генезис микроструктуры цементного камня. — Львов: Выща школа, 1975. — 157 с.
10. Шпынова Л.Г. Физико-химические основы формирования структуры цементного камня. — Львов: Выща школа, 1981. — 100 с.

ПОВЫШЕНИЕ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТИ СИСТЕМЫ ОБОРОТНОГО ВОДОСНАБЖЕНИЯ ПРЕДПРИЯТИЙ

Тошов Б.Р., зав. кафедрой «Электротехника, электромеханика и электротехнологии», кандидат физико-математических наук, доцент, НГГИ; Худайбердиев Ш.М., старший научный сотрудник «Института энергетики» Национальной академии наук Беларуси

Maqolada havo bosimi farqi hisobiga ventilyator yordamisiz harakatlanib konussimon otilib turgan suvga ejetektorlanib, texnologik mashinalarni sovutadigan minorasimon ejetektor qurilma taklif etilmoqda.

Tayanch iboralar: Aylanma suv ta`minot tizimi, drosellash usuli, aylanadigan suv hajmi, ejetektorli gradirnya, ejetektorli forsunka, daraja pasayishi, tsirkulyatsiya, ventilyatorli uskunalar, suv nobudgar-chik.

The article proposes the ejection cooler for process equipment cooling in which air is ejected in water without the aid of fans due to pressure difference.

Key words: water recycling system, throttling method, the volume of circulating liquid, ejector cooler, ejector nozzle, temperature difference, circulation, fan installation, water loss.

Для охлаждения технологического оборудования на промышленных предприятиях используют систему обратного водоснабжения, состоящую из насосных установок, системы трубопроводов и градирни. В большинстве предприятий данные системы были введены в эксплуатацию более 30 лет назад и работают по сегодняшний день, практически без каких-либо существенных конструктивных изменений. Соответственно большая их часть морально и физически устарела.

Как известно, основные энергозатраты в системе обратного водоснабжения приходятся на работу насосов и вентиляторов, а режимы их работы зависят от эффективности теплообменных процессов в градирне [1, 2, 3]. При постоянной тепловой мощности снижение температурного перепада на градирне ведет к увеличению объемов циркуляции, интенсификации работы вентиляторов и, как следствие, росту потребления электроэнергии.

С целью определения энергетической эффективности эксплуатируемых систем обратного водоснабжения были проведены ряд инструментальных обследований, в частности на двух цементных и в нескольких железобетонных и известковых заводах Беларуси.

В результате проведенных обследований было установлено, что техническое состояние градирен практически на всех предприятиях находятся в неудовлетворительном состоянии. Перепад температуры жидкости в градирнях, в результате охлаждения, составляет 1-2° С, вода падает напрямую с брызгал крупными каплями и даже струями. Трубопроводы сильно корродированы, общее состояние градирен оставляет желать лучшего. Кроме того, регулирование производительности многих насосных установок осуществляют методом дресселирования напорной линии и т.д.

Как известно объемы циркуляции охлаждающей жидкости определяются как:

$$G = \frac{Q}{\Delta t}$$

где: Q – количество теплоты, отводимое от технологического оборудования; Δt – перепад температуры в процессе охлаждения жидкости.

Данная зависимость показывает, что объем циркуляционной жидкости напрямую зависит от перепада температуры в градирне (эффективности охлаждения жидкости). Соответственно повышение интенсивности теплообменных процессов (увеличение температурного перепада) и в следствии снижение объемов циркуляции, обеспечит уменьшение как времени работы вентиляторов так и величины потребляемой мощности насосных установок, соответственно, уменьшит энергозатраты и повысит энергоэффективность обратного водоснабжения.

Эффективность теплообменных процессов в градирне напрямую зависит от конструктивных свойств брызгал и эффективности работы вентиляторов, т.е. от величины капель получаемых на брызгалах и степени продувания воздухом.

Как известно во многих производственных процессах на сегодняшний день применяют эжекторные системы, позволяющие всасывать различные жидкости при помощи искусственно создаваемых разницы давлений. В свою очередь применение форсунок позволяющих мелкодисперсно распылять воду и одновременно эжектировать в распыленный факел воздух, в разы увеличивает перепад температуры охлаждающей жидкости. По самым скромным подсчетам перепад температуры жидкости, при работе данных форсунок будет минимум 5° С и более, что в несколько раз позволит сократить объемы жидкости перекачиваемых насосами и соответственно в

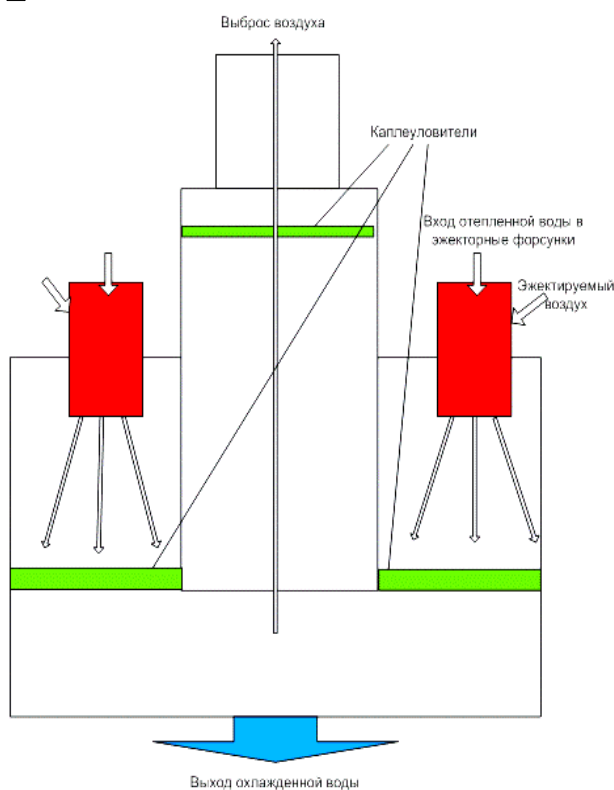


Рис. 1. Примитивный эскиз эжекторной градирни

Библиографический список

1. Лезнов Б.С. Энергосбережение и регулируемый привод в насосных и воздуходувных установках. - М.: Энергоатомиздат, 2006 г. - 360 с.
2. Маранец Е.А. Разработка и исследование замкнутого по давлению частотно-регулируемого электропривода насосных агрегатов. Дис. канд. тех. наук. / Кишинев, 1983.
3. Киянов Н.В., Крюков О.В. Интеграция регулируемых электроприводов вентиляторов и насосов градирен в АСУ ТП производственного водооборота // Труды 5 (16 Всероссийской) конференции по автоматизированному электроприводу. (АЭП 2007). 18-21 сентября 2007 г. - Санкт Петербург, 2007. - С. 499-501.

УДК 662:515.2

© Шодиев Ф.Д., Аслонов Ф.Ф. 2016 г.

ПРЕОБРАЗОВАТЕЛИ СОЛНЕЧНОГО ИЗЛУЧЕНИЯ ПРИМЕНЯЕМЫЕ В ОТРАСЛЯХ ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Шодиев Ф.Д., доцент кафедры «Технология машиностроения и автоматизация машиностроительного производства» НГГИ, кандидат технических наук; Аслонов Ф.Ф., студент кафедры «Технология машиностроения и автоматизация машиностроительного производства», НГГИ

Maqolada konchilik sohasi tarmoqlarida qo'llaniladigan quyosh energiyasini qayta ishlash moslamalari yuzasidagi quyosh nurlari yorug'lik (issiqlik) miqdori geometrik qonuniyatlarini aniqlashning grafoanalitik usuli ko'rib chiqilgan.

Tayanch iboralar: yorug'lik manbai, quyosh, quyoshli nurlanish, quyoshli radiatsiya, singish, tarqalish, linzalar sistemasi, ko'zgular sistemasi, geliqurilma, quyosh manbai, quyosh doimiysi, quyosh nuri, gorizont, atmosfera, issiqlik kirishi.

The article describes the graphic-analytical method for determining the geometric patterns of sunlight (heat gain) on the surface of solar regenerators used in mining industries.

Key words: energy resource, sun, solar emission, solar radiation, absorption, diffusion, lens systems, mirror systems, solar power plant, solar energy, solar constant, sun rays, horizon, atmosphere, heat gain.

В настоящий период, характеризующийся резким ухудшением экологического состояния окружающей среды, быстрым истощением ископаемых источников энергии, ростом цен на сырье, значительно возрос интерес к использованию такого практически неисчерпаемого и экологически чистого источника энергии, как солнечное излучение. Серьезное внимание уделяется вопросу прямого использования солнечной радиации для удовлетворения энергетических потребностей общества.

Отметим, что лучистая энергия Солнца, проходя через атмосферу, испытывает сложные преобразования, происходит поглощение и рассеивание. Поглощённая радиация переходит в другие виды энергии в основном в тепловую, т.е. расходуется на нагревание воздуха. Главным поглотителем солнечной радиации является озон, водяной пар и углекислый газ. В видимой части спектра поглощение играет малую роль в сравнении с рассеиванием. Именно за счёт рассеивания происходит главное ослабление световых солнечных лучей. Поэтому плотность ее потока у поверхности Земли относительно невысока, что является основным недостатком солнечного излучения как первичного источника энергии.

В связи с этим обстоятельством актуальным является создание концентрирующих систем с целью повышения устойчивости и плотности потока на ограниченной площади и получения определенного количества тепла для эффективной работы преобразователей солнечной энергии.

По характеру взаимодействия излучения с оптическими элементами системы концентраторов солнечного излучения подразделяются на отражающие (зеркальные) и преломляющие (линзовые). Отметим, что линзовые системы не нашли широкого применения в практике, т.к. изготовление концентраторов линзового типа больших размеров намного труднее и дороже, чем таких же размеров концентраторы зеркального типа, поэтому в дальнейшем речь пойдет, в основном, о зеркальных системах.

Создание концентрирующих систем позволяет снизить стоимость самой гелиоустановки, так как с применением отражающих элементов значительно уменьшается площадь поверхности дорогостоящих приемников (преобразователей) солнечной энергии.

На наш взгляд, вопрос взаимозависимости геометрических параметров концентратора, в первую очередь, формы, размеров и положения отражателей и оптика – энергетических характеристик гелиоустановки требует более глубоких исследований.

Рассмотрим свойства, характерные для всех пространственных геометрических моделей, которые позволяют дать начальное представление об определении количества солнечной радиации.

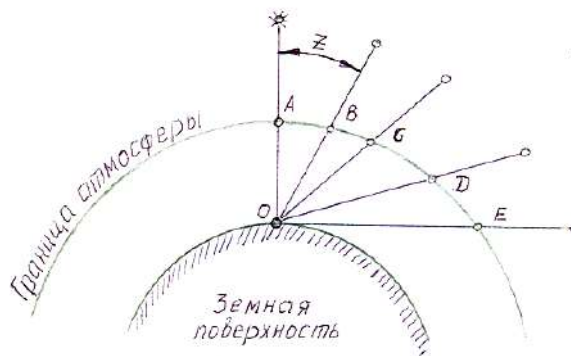


Рис.1. Длина пути, проходимого солнечными лучами в атмосфере, при разных зенитных расстояниях Солнца

Проходя через земную атмосферу, поток солнечных лучей по пути частично рассеивается и частично поглощается, до Земли доходит ослабленным. Чем ближе опускается Солнце к горизонту, тем больше ослабляются его лучи (рис. 1).

На рис.1 наблюдатель находится на Земле в точке *O*. Если Солнце в зените, т.е. вертикально над головой, то его лучи проходят в атмосфере путь *AO*. Солнце немного отошло из зенита на зенитный угол *AOB*. Зенитное расстояние Солнца обозначим *Z*. Теперь его лучи проходят более длинный путь *BO*. По мере опускания Солнца к горизонту путь его лучей будет увеличиваться (*BO, CO, DO*); и достигает максимального значения (*EO*), когда Солнце окажется на горизонте. Чем длиннее путь лучей, тем больше энергии они будут терять на этом пути.

Общее количество солнечной радиации, поступающее на единицу времени на единичную площадку на внешней границе атмосферы, перпендикулярную солнечным лучам, при среднем расстоянии Земли от Солнца называют *солнечной постоянной*. Значение солнечной постоянной за пределами атмосферы определялось тщательными измерениями на протяжении длительного времени, сейчас оно принято равным 1370 W/m^2 .

Положение солнца на небосводе можно представить как функции времени дня и года. Направление солнечных лучей определяется часовым углом τ и величиной склонения δ в экваториальной системе координат (рис.2, а), где за основные плоскости приняты плоскость экватора, т.е. плоскость, нормальная к оси мира (оси вращения земли) и проходящая через центр небосвода, и плоскость меридиана, проходящая через оси мира [2].

Известно [3], что солнечные лучи, направленные в одну точку в течение суток образуют круговой конус (рис.2, б), его уравнение в системе *Oxyz*, имеет вид

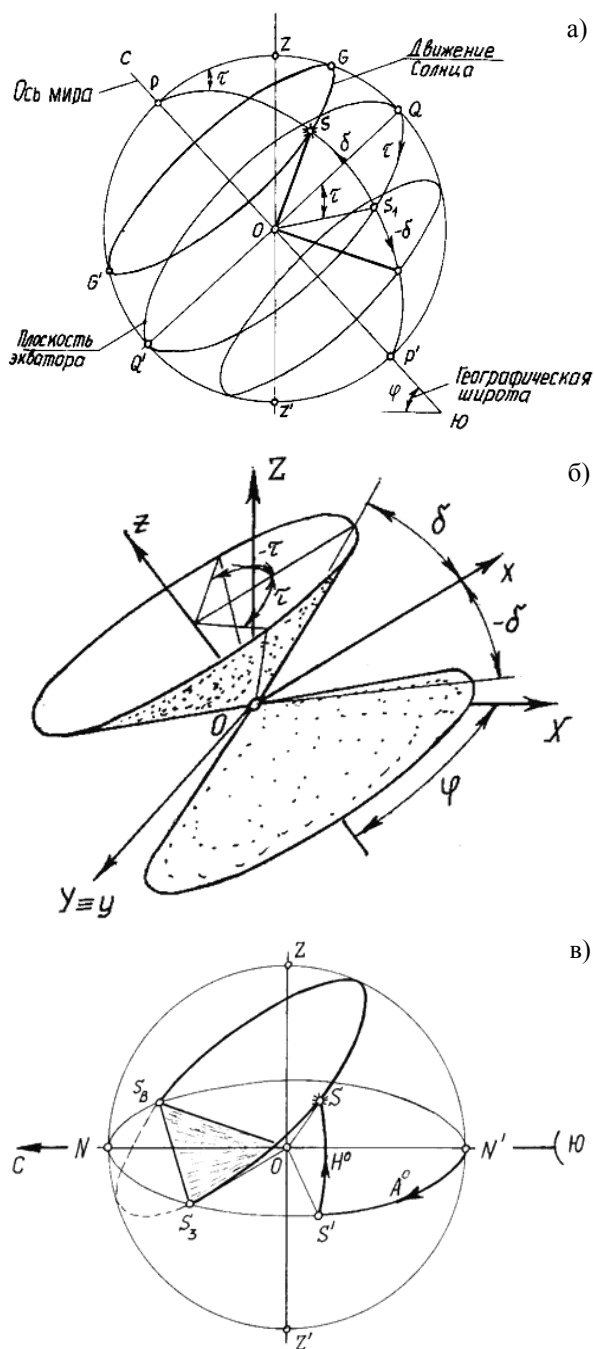


Рис.2. Геометрические модели солнечного освещения

$$x^2 + y^2 - z^2 \operatorname{ctg}^2 \delta = 0, \quad (1)$$

где δ - склонение солнца, зависящее от времени года и изменяющееся в пределах от $-23^{\circ}27'$ в день зимнего солнцестояния (22 декабря) до $+23^{\circ}27'$ в день летнего солнцестояния (21 июня); при $\delta=0$ склонения солнца соответствует дням весеннего и осеннего равноденствия (21 марта, 22 сентября).

Направление солнечного луча в определенный момент времени соответствует некоторая образующая на конусе лучей. Положение этой образующей

а) определяется часовым углом τ на окружности нормального сечения конуса лучей. За один час угол τ меняется на $360^{\circ}/24=15^{\circ}$. В полдень, когда $\tau=0$, солнца всегда на юге. Часовой угол для n часов будет равен $15n$, число часов n следует считать от полудня [1].

Для расчета солнечной радиации для заданного времени года дня и года необходимо определить высоту стояния H° и азимут A° Солнца.

Система координат, определяющая положение солнца через высоту его стояния H° и азимут A° , называется в сферической астрономии горизонтальной. В ней (рис.2.в) за основные плоскости приняты плоскость горизонта, от которой отсчитываются H° , и плоскость меридиана, т.е. вертикальная плоскость, пересекающая плоскость горизонта. Если систему $Oxuz$ вращать вокруг оси Oy на угол, равный $(90^{\circ} - \varphi)$, получим новую систему координат $OXYZ$ (рис.2.б), где плоскость OXY есть плоскости горизонта, а ось OZ становится параллельной вертикальной отвесной линии. При этом ось конуса на широте φ составляет с плоскостью горизонта угол φ .

Координаты Солнца - азимут A° и высота солнцестояния H° - как функции часового угла τ , склонения δ и широта местности φ в горизонтальной системе координат определяется по формулам [1, 2].

$$\operatorname{tg} A^{\circ} = \frac{\sin \tau}{\sin \varphi \cdot \cos \tau + \cos \varphi \cdot \operatorname{tg} \delta} \quad (2)$$

$$\text{и} \quad \sin H^{\circ} = \cos \varphi \cdot \cos \delta \cdot \cos \tau + \sin \varphi \cdot \sin \delta \quad (3)$$

Азимут восхода солнца A_B° определяется по формуле

$$A_B^{\circ} = \arccos \left[\frac{\sin \delta}{\cos \varphi} \right], \quad (4)$$

при этом азимут захода солнца равен

$$A_3^{\circ} = 360^{\circ} - A_B^{\circ}. \quad (5)$$

Напряжение (или интенсивность) солнечной радиации на нормальную к направлению солнечных лучей поверхность, измеряемое W/m^2 , для широт $38^{\circ} \div 64^{\circ}$ определяется соотношением [1]

$$q_n = \frac{q_0 \sin H^{\circ}}{\sin H^{\circ} + C}, \quad (6)$$

где, q_0 - солнечная постоянная за пределами атмосферы, равная $1370 W/m^2$, C - эмпирический коэффициент, характеризующий прозрачность атмосферы

$$C = \frac{1 - P}{P},$$

где, P - коэффициент прозрачности атмосферы, при среднем состоянии её замутнения равен примерно **0,8**; высоко в горах он может достигать **0,9**. При большой мутности атмосферы (дымка, туман и т.п.). При наличии облаков, когда диск Солнца становится не-

видимым, коэффициент прозрачности для прямых солнечных лучей равен θ .

Напряжение солнечной радиации (теплопоступление) Q_{cp} на поверхности, расположенной любым образом относительно направления луча, определяется по формуле [1]:

$$Q_{cp} = q_n \cdot \cos \gamma, \quad (7)$$

где γ – угол между направлением солнечного луча и нормалью к поверхности, в частности, для горизонтальных поверхностей определяется из следующего выражения

$$\cos \gamma = \sin \delta \cdot \sin \varphi + \cos \delta \cdot \cos \delta \cdot \cos \varphi \quad (8)$$

Анализ вышеизложенного позволяет сделать несколько выводов:

- созданные в Узбекистане условия и объективные предпосылки для практического применения солнечной энергии служат основой для использования этого региона как площадки для экспериментального внедрения передовых технологий в этой сфере не только в республике, но во всей Средней Азии;

- приведённые аналитические выражения геометрических закономерностей солнечного освещения (теплопоступления) дают возможность для установления зависимостей геометрических параметров преобразователей солнечного излучения, применяемые в отраслях горной промышленности от их опико-энергетических характеристик.

Библиографический список

1. Гамбург П.Ю. *Расчёт солнечной радиации в строительстве*. М.: Стройиздат. 1966. 140 с.
2. Куликов К.А. *Курс сферической астрономии*. М.: НАУКА. 1974. 160с.
3. Подгорный А.Л. *К вопросу автоматизации инсоляционных расчётов*. //Прикладная геометрия и инженерная графика. К.: Будивельник. Выпуск 31. 1981. с. 12 - 13.

УДК622.7:622.342

© Umarova I.K., Mamanazarov J.N. 2016 y.

CHINORSOY KONI POLIMETAL RUDALARI MODDIY TARKIBINI O'RGANISH

Umarova I.K., «Konchilik ishi» kafedrası dotsenti, kimiyo fanlari nomzodi, TDTU; Mamanazarov J.N. «Konchilik ishi» kafedrası II kurs magistri, TDTU, Foydali qazilmalarini boyitish mutaxassisligi magistri.

Вещественный состав полиметаллических руд изучался спектральным, химическим, рациональным, гранулометрическим и минералогическим методами анализов. Содержание меди в пробе 0,6 %, свинца 2,54 %, цинка 5,12 % и серебра 40 g/t. Размеры ценных минералов от эмульсионного до нескольких мм. Установлено, что руда трудно измельчается, и это свойство при раскрытии поверхности минералов вызывает определенные трудности при обогащении.

Опорные слова: цветные металлы, флотореагенты, отходы, обогащение, вещественный состав, химический анализ, спектральный анализ, рациональный анализ, гранулометрический анализ, минералогический анализ, дробление, пирит, халькопирит, галенит, мономинерал, гидроксид металла.

The material composition of polymetallic ores was studied by the spectral, chemical, rational, particle size and mineralogical analysis methods. The content of copper in sample is of 0.6%, lead of 2.54%, zinc of 5.12% and silver of 40 g/t. Dimensions of valuable minerals from the emulsion to a few millimeters. It is found that the ore is difficult to crush, and this property in the time of mineral surface expansion causes certain difficulties in enrichment.

Key words: non-ferrous metals, flotation reagents, waste, enrichment, material composition, chemical analysis, spectral analysis, rational analysis, particle size analysis, mineralogical analysis, crushing, pyrite, chalcopyrite, galena, monomineral, metal hydroxide.

O'zbekiston oltin, mis, qo'rg'oshin, uran va boshqa metallarning zaxiralari bo'yicha MDX davlatlari orasida yetakchi o'rinni egallaydi. Respublikamiz mustaqillikka erishgandan keyin rangli metallarga, shuningdek mis va qo'r-

g'oshinga bo'lgan ehtiyojning ortishi bilan flotoreagentlarning tanqisligi, mahsulotlar sifatiga qo'yiladigan talablarning ortishi, chiqindilarni qayta ishlash kabi birqancha muammolar vujudga keldi.

1-jadval

Ruda namunasining spektral tahlili natijalari

Elementlar	Miqdori, %	Elementlar	Miqdori, %
Kremniy	>1	Mis	0,3
Alyuminiy	>1	Qo'rg'oshin	>1
Magniy	0,3	Kumush	0,003
Kalsiy	0,1	Surma	0,01
Temir	>1	Rux	>1
Marganets	0,01	Kadmiy	0,01
Nikel	0,001	Galliy	0,001
Titan	0,03	Berilliy	0,001
Vanadiy	0,001	Stronsiy	0,01
Molibden	<0,001	Bariy	0,03
Sirkoniy	0,003	-	-

2-jadval

Ruda o'rtacha namunasining kimyoviy tahlili

Komponentlar	Miqdori, %	Komponentlar	Miqdori, %
Kremnezem	71,8	Qo'rg'oshin	2,54
Temir oksidi (3+)	3,0	Rux	5,12
Temir oksidi (2+)	1,8	Mis	0,6
Titan oksidi	0,1	Uglevodorod oksidi	-
Marganets oksidi	0,01	-N ₂ O _{gigr}	0,8
Glinozem	5,2	Oltinugurt mumi	6,0
Kaltsiy oksidi	0,2	Oltinugurt oksidi	-
Magniy oksidi	-	Oltin, u.e	0,0
Kaliy oksidi	0,15	Kumush, u.e	40,0
Natriy oksidi	0,08	-	-

3-jadval

Ruda namunasining granulometrik tahlili natijalari

Yiriklik sinflari, mm	Chiqish, %	Miqdori, %				Taqsimlanishi, %			
		Pb	Zn	Cu	Piritdagi oltin - gugurt	Pb	Zn	Cu	Piritdagi oltin - gugurt
-3 +2,5	9,9	1,98	4,4	0,49	2,06	7,8	8,8	8,2	9,4
-3+1	54,0	2,72	4,8	0,53	1,84	59,0	52,7	49,2	45,9
-1+0,5	14,2	1,76	5,87	0,53	1,98	10,0	16,8	12,8	12,9
-0,5+0,25	7,4	2,27	4,6	0,61	2,47	6,7	6,9	7,7	8,4
-0,25+0,15	3,8	2,69	4,56	0,61	2,71	4,1	3,5	3,9	4,7
-0,15+0,1	2,8	2,38	5,04	0,73	3,25	2,7	2,9	3,4	4,2
-0,1+0,074	2,3	2,49	5,36	0,82	3,58	2,3	2,5	3,3	3,8
-.074+0,044	3,0	4,14	6,96	1,47	6,34	5,0	4,2	7,5	8,7
-0,044+0,0	2,0	2,99	4,94	0,9	1,06	2,1	1,1	3,3	1,5
Ruda	100,0	2,49	4,1	0,58	2,17	100	100	100	100

Polimetal rudalarni boyitish texnologiyasini va kollektiv boyitmalarni ajratish usullarini takomillashtirish orqali mis, qo'rg'oshin, kamyob va nodir metallar ishlab chiqarishni uncha katta bo'lmagan xarajatlarda

birmuncha oshirish mumkin. Ushbu tadqiqot ishining maqsadi qo'rg'oshin misli boyitmalarni ajratishning iqtisodiy jihatdan samarali texnologik sxemasini ishlab chiqish uchun ruda namunasining moddiy tarkibini o'rganishga bag'ishlangan [1].

Qo'rg'oshin – ruxli rudalarni boyitish usulini tanlash uchun avvalo rudaning moddiy tarkibini o'rganish kerak. Shu maqsadda rudadan yirikligi 3 – 0 mm. namunalari olindi. Olingan namunalarning moddiy tarkibi kimyoviy, spektral, rasional, mineralogik va granulometrik tahlillar orqali o'rganildi.

Ruda namunasining spektral tahlil natijalari 1 - jadvalda keltirilgan.

Ruda o'rtacha namunasining kimyoviy tahlili natijalari 2 - jadvalda keltirilgan.

Ruda namunasining granulometrik tahlili natijalari 3 - jadvalda keltirilgan.

Ruda namunasining ratsional tahlili natijalari 4 - jadvalda keltirilgan.

Rudaning yanchiluvchanlik xususiyatini oydinlashtirish uchun yirikligi 3 - 0 mm. ruda namunasini 40ML turdagi laboratoriya sharli tegirmonida Q:S:SH=1:07:6 nisbatda yanchildi. Yanchilgan ruda - 0,074 mm. sinf bo'yicha ho'l usulda elandi.

5-jadvalda -0,074 mm. sinfnin chiqishini vaqtga bog'liqligi natijalari keltirilgan.

Ruda namunasining mineralogik tahlili.

Polimetal qo'rg'oshin – rux, misli ruda mikrokvartslarning har-xil darajada kvartslangan, seritsitlangan va xloritlangan parchalari holda ifodalangan. Tog' jinslari och va to'q kulrang, zich, mayda va o'rta donali. Bu jinslarning ayrim maydonlari temir gidroksidi bilan to'yingan. Rudada asosiy rudali minerallar sfalerit, galenit, xalkopirit va pirit hisoblanadi. Noruda minerallarning asosiy turlari: kvartslar, seritsit va xloritdir. Rudaning yaxlit massivlari mayda zarrali sfalerit, galenit va xalkopirit bilan o'zaro zich holda joylashgan.

O'rganilayotgan ruda namunasini, ularni tashkil qiluvchi minerallarning oddiy kompleksidan iborat, lekin minerallarning o'zaro zich va yaqin joylashgani ularni ajratishda katta qiyinchiliklarni keltirib chiqaradi. Ayniqsa uchta minerallar - galenit, xalkopirit va sfalerit, bir - biri bilan zich yopishib ketgan. Rudali minerallar noruda minerallar - kvartslar, seritsit, xlorit, karbonatlar va boshqalar bilan zich yopishgan holda uchraydi.

Ruda oksidlanish jarayonlariga uchramaydi. Rudadagi minerallarning taxminiy miqdori va ularning ajralish o'lchamlari 6 - jadvalda keltirilgan.

Quyida rudali minerallarning qisqacha xarakteristikasi, ularning yirikligi va o'zaro qo'shilib ketish xususiyatlar keltirilgan.

Sfalerit ZnS - rudada eng ko'p tarqalgan mineral. Erta hosil bo'lgan sfalerit to'q jigarrang yoki qora rangga, keyinroq hosil bo'lgani esa och sariq rangga ega. Zarralarning o'lchami mm. ning yuzdan bir ulushidan tortib 5 mm. gacha. Sfaleritda emulsion hol-hollik va xalkopiritning mayin tomirlari kuzatiladi. Xalkopirit hol-holligining o'lchami 0,003-0,005 mm [2].

Galenit PbS - rudada sfaleritdan keyin ko'proq tarqalgan mineral. Galenit, xalkopirit va sfalerit bilan birgalikla hol-xollik beradi va kvars - seritsitli jinslarda tomirlar beradi. Monomineral ajralishlarning o'lchami mm. ning mingdan bir ulushidan tortib 0,75 mm gacha va ayrim xollarda 1,5 - 2,0 mm gacha yetadi. Galenit, xalkopirit, kvars va boshqa minerallarning begona jinslarini saqlaydi.

Xalkopirit CuFeS₂ miqdor jihatdan sfalerit va galenitdan keyin turadi. Xalkopirit notog'ri uzun va tomirsimon aralashmalarni saqlaydi. Mineral zarrachalarning o'lchami mm. ning mingdan bir ulushidan tortib 2 mm. gacha tebranadi. Eng ko'p uchraydigan o'lchami 0,08 - 01 mm, mineral sfaleritda emulsion xoldagi aralashmalar holida uchraydi. Xalkopirit sfalerit va pirit o'rnini egallaydi. Xalkopiritning galenit va sfalerit bilan zich bog'lanishi toza xalkopiritni ajratib olishga imkon bermaydi.

Pirit FeS₂ ning ucha ko'p bo'lmagan qismi rudali minerallarga, ko'pincha sfaleritga, kamroq xalkopirit va galenitga o'yib kirgan. Zarralarning o'lchami mm. ning mingdan bir ulushidan tortib 0,7 gacha. Eng ko'p uchraydigan o'lchami 0,02 - 02 mm.

Temir gidroksidlari rudada ko'p tarqalmagan. Jinsning ayrim maydonlari unga to'q-qo'ng'ir rang berib to'yingan. Kvars SiO₂ - aralash jinslarning asosiy qismini tashkil qiladi. Zarralarning o'lchami mm.ning mingdan bir ulushidan tortib 3,5 mm. gacha.

Seritsit KAl₂[AlSi₂O₁₀] [OH]₂ - Mineral tog' jinsida mayda va yirik tangali agregatlarni hosil qiladi. Kvarsli jinslarda tirqishlarni va bo'shliqlarni to'ldiradi. Mineral och yashil rangga ega. Ayrim hollarda temir gidroksidini shimib oladi.

Xloritlar (Mg,Fe)₅Al[AlSi₂O₁₀] [OH]₈ tog' jinsida yaxlit mayda tangli yoki plastinkasimon agregatlarni beradi. Mikroskop ostida ko'rilganda sariq - yashil rangga ega.

Karbonatlar kalsit CaCO₃ va dolomit MgCO₃lar shaklida ifodalangan. Minerallar rudada keng tarqalmagan.

Biotit, dala shpati va boshqa minerallar rudada juda kam miqdorda ishtirok etadi. Shunday qilib, rudaning moddiy tarkibini o'rganish asosida quyidagi natijalar olindi.

O'rganilayotgan ruda namunasi hol - xolli polimetal ruda turiga kiradi. Namunadagi misning miqdori 0,6 %,

4-jadval

Ruda namunasining ratsional tahlili natijalari

Birikmalarning nomi		Miqdori, %	Taqsimlanishi, %
Qo'rg'oshin, ko'rinishida	umumiy	2,2	100,0
	sulfidlar	1,73	78,7
	oksidlar	0,32	14,5
	qoldiq	0,15	6,8
Rux, ko'rinishida	umumiy	5,26	100,0
	sulfidlar	4,14	78,8
	oksidlar	0,58	11,0
	qoldiq	0,64	12,2
Mis, ko'rinishida	umumiy	0,62	100,0
	sulfidlar	0,61	98,4
	oksidlar	-	-
	bog'langan	0,01	1,6

5-jadval

0,074 mm li sinf chiqishining vaqtga bog'liqligi

Material	Rudadagi -0,074 mm. sinf miqdori, % yanchish vaqti, min.			
	40	50	60	80
Namuna	68,2	75,0	79,1	88,5

6-jadval

Rudadagi minerallarning taxminiy miqdori va ularning ajralish o'lchamlari

Minerallar nomi	Miqdori, %	Ajralmalarning yirikligi, mm.		
		dan	gacha	Ko'proq bo'ladi
Sfalerit	7,6	0,00	5	0,9-1
Galenit	2,7	0,00	2	0,03-0,1
Xal'kopirit	1,76	0,00	2	0,08-0,1
Pirit	5,8	0,00	0,7	0,09-0,1
Kvars	65,7	0,00	3,5	0,03-0,2
Seritsit	13,7	Yupqa tangali agregatlar		
Xlorit	r.zn			
Kalsit	0,36			
Dolomit				
Biotit	r.zn			
Dala shpati	r.zn			
Temir gidroksidi	0,3	Parda va po'stloqlar		
Qo'rg'oshin, rux va misning ikkilamchi minerallar	r.zn			

qo'rg'oshinniki - 2,54%, ruxniki - 5,12% va kumushniki - 40 g/t. Foydali minerallar holsimon o'lchami emulsya ko'rinishidagidan to bir necha mm. gacha, o'sib borishi yupqa va zich, ayniqsa galenit va sfalerit, sfalerit va xalkopirit, galenit va xalkopirit o'zaro zich qo'shilib ketganligi bilan xarakterlanadi. Pirit ulardan bir-muncha ajralib turadi.

Ruda qiyin yanchiladi, o'simtalarning yuzasini ochish uchun mayin tuyish talab etiladi, bu esa mahsulotni boyitishdan oldin ma'lum qiyinchiliklarni keltirib chiqaradi.

Rudaning mayin hol-xolligi va rudadagi minerallarning o'zaro chambarchas bog'langanligi sababli boyitish uchun qiyin obyekt hisoblanadi.

Bibliografik ro'yxat

1. Абрамов А.А. Технология обогащения руд цветных металлов. М. Недр, 2005, 158 с.
2. Конев А.С. Бакинов К.Г. Исследование усовершенствования разделения свинцово-медных концентратов. Горный вестник Узбекистана, 2007, №3, 92 с.

УДК: 629.3.027.5

© Камалов Т.С., Цой Т.В., Ташева Х.Т. 2016 г.

АВТОМОБИЛЬНЫЕ ШИНЫ ИСПОЛЬЗУЕМЫЕ В РЕСПУБЛИКЕ И ИХ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫЕ КАЧЕСТВА

Камалов Т.С., зав. лабораторией «Автоматизированный электропривод» института энергетике и автоматике Академии Наук РУз, канд. техн. наук, проф.; Цой Т.В., старший научный сотрудник института энергетике и автоматике Академии Наук РУз. Ташева Х.Т., старший научный сотрудник лаборатории «АЭП» института энергетике и автоматике Академии Наук РУз.

Maqolada Respublikada foydalaniladigan, dunyodagi yirik ishlab chiqaruvchilarning avtomobil shinalari ekspluatatsiyasi xarakteristikalarini ko'rib chiqilgan. Ularni shartli ravishda uch guruhga bo'lish mumkin. Birinchi guruhni Bridgestone Corporation, Group Michelin, Goodyear Tire & Rubber Co, Continental A.G. kompaniyalari tashkil etadi. Ikkinchisini – Janubiy Koreya, Evropa ittifoqi va Janubiy-Sharqiy Osiyo mamlakatlarida ishlab chiqarilgan avtoshinalar tashkil etadi. Uchinchi guruhni esa Respublikada foydalanilayotgan barcha shinalarning 80 % dan iborat bo'lgan Xitoy Xalq Respublikasida ishlab chiqariladigan shinalar tashkil etadi. Bu guruhga MDH davlatlarining ishlab chiqaruvchilarini ham kiritish mumkin. Bugungi kunga kelib mavjud avtomobil shinalarining yo'l bosish me'yorlarini, respublikada ekspluatatsiya qilinayotgan avtomobil shinalarining nomenklatura bo'yicha ma'lumotlarini yangilash hisobiga kengaytirish zaruriyati yuzaga keldi.

Tayanch iboralar: avtomobil shinalari, ekspluatatsiya xarakteristikalarini, yo'l bosish, yemirilish, me'yor, protektor, yo'l qoplamasi, yemirilishga chidamlilik.

The performance characteristics of the auto tires used in the republic by the world's major manufacturers, which divided into three large groups are considered. The first group consists of Bridgestone Corporation, Group Michelin, Goodyear Tire & Rubber Co, Continental A.G. companies. The auto tires manufactured in South Korea, the European Union and Southeast Asia present the second group. The third group is the auto tires of the People's Republic of China, covering up to 80% of all exploited automobile tires in the country. CIS countries manufacturers may also include hereinto. Today there was a need to extend the existing rules of operating mileage of auto tires, due to the update of information on the nomenclature of car tires operating in the republic.

Key words: auto tires, performance characteristics, mileage, wear, rate, protector, road surface, wear resistance.

Эксплуатационный пробег автомобильных шин зависит от множества параметров и факторов, в первую очередь – от эксплуатационных характеристик автошин, используемых в республике. При этом первоочередным вопросом является необходимость кардинального обновления и накопления наиболее полной технической информации по основным производителям автошин, присутствующих в Узбекистане. Особое внимание следует уделить данным по эксплуатационным характеристикам автошин, применяемых для заводской комплектации автомобилей отечественного производства.

На сегодняшний день в республике представлены автошины практически всех крупнейших мировых компаний, всего более ста производителей, которых условно, можно разделить на три больших сегмента:

Сегмент А – лидеры шинной индустрии, такие как Bridgestone Corporation, Group Michelin, Goodyear Tire & Rubber Co, Continental A.G. Доля этих четырех производителей составляет около 45 % мирового производства [1].

Сегмент В – в основном представлен автошинами, произведенными в Южной Корее, странах Евросоюза и Юго-Восточной Азии.

Сегмент С – это в первую очередь автошины из Китайской Народной Республики, на сегодняшний день это наиболее массовый сегмент, охватывающий до 80 % всех эксплуатируемых в республике автомобильных шин. Сюда же можно отнести и производителей стран СНГ, однако следует отметить, что доля этих производителей в нашей стране с каждым годом уменьшается.

Основными показателями эксплуатационной характеристики автошины являются – сцепление с дорожным покрытием при разных погодных условиях, то есть параметры, влияющие на надежность управления автомобилем; уровень шума, производимый автошиной, экономия топлива, комфорт при вождении и стойкость к истиранию. Все эти показатели в большей степени зависят от особенностей рисунка и состава резиновой смеси протектора. Поэтому, большая часть исследований ведущих производителей автошин в области новых шинных технологий, связана именно с разработкой новых типов протекторов. К этому вопросу относится, разработка новых составов для резиновой смеси протектора, в том числе и для повышения износостойкости, исследование наиболее эффективной геометрии рисунка, включая боковые блоки, ламели и водоотводящие канавки.

На сегодняшний день все шинные компании имеют в своей производственной линейке по несколько моделей протекторов, обладающих различными параметрами, предназначенных как для различных условий эксплуатации и типов дорожного покрытия, так и для соответствия требованиям автовладельцев к качеству вождения.

Стандартная минимальная линейка протекторов компании производителя автошин может выглядеть следующим образом (рис. 1).

На рис.1 по продольной оси – показано изменение параметров от автошин более комфортного вождения до автошин со спортивным уклоном, которые имеют более жесткую структуру протектора, для лучшей курсовой устойчивости и лучшего сопротивления деформациям, связанным с поперечными нагрузками при повороте автомобиля.

По поперечной оси – показано изменение характеристик автошины от стандартных бюджетных моделей протекторов, представляющих собой автошины среднего и низкого ценового сегмента для разных типов вождения (протектора 3 и 4), до автошин премиум класса (протектора 1 и 2), протектор 5 – автошины, предназначенные для спортивных автомобилей. В общем случае каждый из представленных на рисунке протекторов это массив, включающий в себя несколько однотипных протекторов, различающихся по параметрам в пределах границ массива.

Эксплуатационные характеристики протекторов в этом случае могут выглядеть, как показано на рис. 2 [2].



Рис.1 Стандартная минимальная линейка протекторов

Таким образом, следует говорить о примерно равных эксплуатационных характеристиках и, следовательно, износостойкости автошин одного производителя в пределах массива однотипных протекторов. Рассматривать все автошины одного производителя, как обладающие однотипными эксплуатационными характеристиками, на наш взгляд совершенно не корректно.

Конечная величина пробега автошин с одинаковыми эксплуатационными характеристиками будет в первую очередь зависеть от условий эксплуатации автотранспорта.

В таблице 1 приведены эмпирические данные по эксплуатационному пробегу грузовых автошин одного производителя с одинаковым рисунком протектора в зависимости от условий эксплуатации автомобиля и типа дорожного покрытия [3].

Как видно из приведенной таблицы для IV и V категорий условий эксплуатации различие в величине

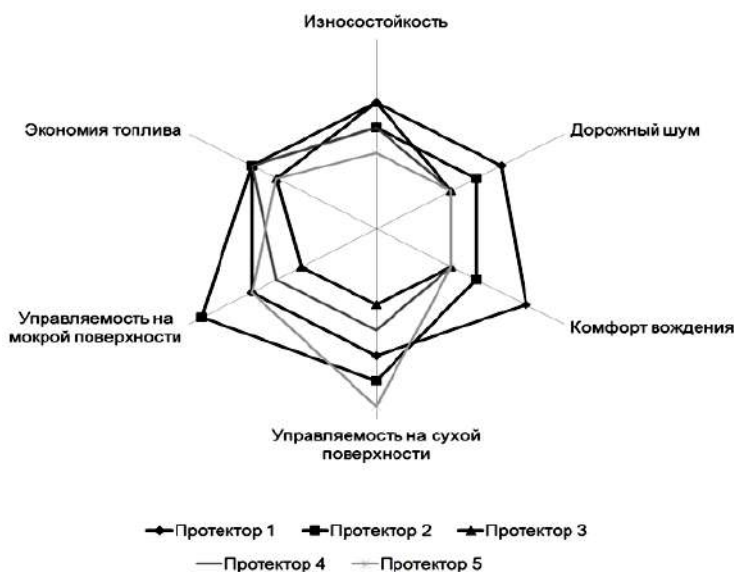






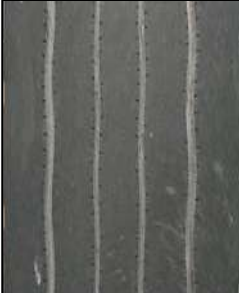





Рис. 2. Эксплуатационные характеристики протекторов

Эмпирические данные по эксплуатационному пробегу грузовых автошин

Таблица 1

Рисунок протектора			Условия эксплуатации / категория	Перевозимый груз	Пробег, km	
В начале пробега	В середине пробега	В конце пробега				
			шоссе 90%, проселок 10% II	овоци	99 868	
A			проселок 100% V	каучук, резина	61 538	
			шоссе 100% I	пассажирский автобус	152 000	
B				шоссе 30%, проселок 70% IV	пассажирский автобус	95 380

пробега в сравнении с категориями I и II для однотипных автошин может достигать более 60 %.

В настоящее время, при определении норм эксплуатационного пробега автошин используется Руководящий документ Республики Узбекистан O'z RH 52-006:2009 «Нормы эксплуатационного пробега автомобильных шин» [4].

Однако, с учетом вышеизложенного, необходимо расширить существующие нормы, за счет обновления

информации по номенклатуре эксплуатируемых в республике автомобильных шин.

Библиографический список

1. *Tire Business magazine* «2013 Global Tire Company Rankings». September 2, 2013
2. Согласно данным компании Bridgestone Corporation
3. Согласно данным компании Cheng-Shin Tire & Rubber Co., Ltd.

УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ АНГРЕНСКОГО КАОЛИНА

Санакулов У.К., соискатель кафедры «Металлургия» ТашГТУ

Maqolada keramika sa'noati uchun kerakli bo'lgan boyitilgan kaolinni olishga imkoni beruvchi Angren kaolinlarining boyitilishi ko'rib chiqilgan. Ishlab chiqilgan Angren kaolinini boyitish texnologik jarayoni mamlakatimiz korxonalarini kerakli xom-ashyo bilan ta'minlaydi.

Tayanch iboralar: mineral xom-ashyo, kimyoviy inertlik, yuqori disperssiyalik, ko'rsatkichlar, kaolinit, boyitish jarayoni, boyitish usullari, koagulyatorlar, kimyoviy tarkib, kvarts, kaliy, mineral tarkib, dispersirlash.

The article deals with the enrichment of Angren kaolins to provide enriched kaolin suitable for ceramic industry. Designed enrichment process technology of Angren kaolin can ensure domestic production of necessary raw materials.

Key words: mineral raw materials, chemical inertness, high dispersion, factors, kaolinite, enrichment process, enrichment methods, coagulators, chemical composition, quartz, potassium, mineral composition, dispersion.

Каолин является одним из наиболее универсальных видов минерального сырья, используемого в промышленном производстве. Огнеупорность, химическая инертность, высокая дисперсность, чистота, белый цвет, большое содержание глинозема, способность сохранять заданную форму, приобретать высокую прочность после обжига, сильно развитая активная поверхность, предопределяет его использование.

Процесс обогащения каолинов предусматривает выделение из них основного глинистого минерала - каолинита, очищенного от крупнозернистых примесей и красящих оксидов. Каолин в природе встречается в виде полиминеральной смеси, состоящей из каолинита, кварца, полевых шпатов, слюды, железо- и титаносодержащих соединений, причем размер частиц кварца, полевого шпата и слюды в 10-100 раз превышает размер частиц каолинита.

На этой разнице в размерах частиц и, следовательно, массы частиц основан способ обогащения глинистых материалов (каолина). Обогащенный каолин содержит в основном каолинит, в то время как в неотмученном (сыром) каолине его не более 45 %. Каолиновое сырье в основном обогащается двумя способами (мокрый и сухой) [1].

При **мокром способе** измельченный каолин распускают в мешалках в воде при добавлении электролитов. Электролиты интенсифицируют процесс обогащения, способствуют повышению плотности каолиновой суспензии при одновременном снижении расхода воды в 4-5 раз, улучшают условия отделения каолиновых частиц от примесей. Происходит осаждение песка и дру-

гих каменистых примесей. Из мешалок суспензию сливают в чаны через спускной кран, расположенный выше дна мешалки с учетом высоты осадка каменистых тяжелых частиц. В чаны добавляют коагуляторы (известковое молоко, полиакриламид и др.) для укрупнения каолиновых частиц. Из чанов суспензию подают насосами в камерные фильтр - прессы, в которых происходит частичное обезвоживание суспензии (при давлении 1 МПа и времени фильтрации 50 min). Далее коржи измельчают и направляют в сушильный барабан. Температура теплоносителя на входе в сушильный барабан 800-900 °С, на выходе - 100-150 °С. Высушенный каолин тарируют в мешки и отправляют на склад готовой продукции.

Основной недостаток этого способа при использовании в качестве коагулятора известкового молока - трудность получения каолина со стабильными свойствами, из-за чего может произойти ухудшение литейных свойств шликера и формовочных свойств масс.

При **сухом способе** каолин-сырец проходит сушку в сушильном барабане при температуре 800- 850 °С в течение 40-45 min до остаточной влажности 0,7-0,8 %. Высушенный каолин подвергают тонкому помолу в центрифугальных мельницах, а затем пропускают его через воздушные сепараторы и циклоны. Фракции размером менее 0,3 mm уносятся из мельницы воздушным потоком, более крупные частицы удаляются через разгрузочное отверстие. Тонину помола регулируют скоростью воздушного потока. Очистка воздушного потока от мельчайших частиц, не улавливаемых в сепараторах, проходит в рукавных, электрических фильтрах, электриче-

Таблица 1
Химический состав ангренских каолинов, %

Название вещества	Первичный	Вторичный
SiO ₂	61,7	60,69
Al ₂ O ₃	22,26	24,3
Fe ₂ O ₃	4,16	2,2
TiO ₂	0,32	0,69
CaO+MgO	0,63	0,39
K ₂ O+ Na ₂ O	0,50	-
Прочие примеси	9,32	11,7
Цвет	серый	белый
Влагосодержание пасты, %	51	23,9
Температура спекания, °C	1510	1430
Содержание класса -10mkm, %	82,5	68
Плотность, g/sm ³	2,61	-

ских или пылесодержательных камерах. Сухой способ обогащения каолина обеспечивает извлечение более 80 % ценных фракций из сырого каолина. Его используют при обогащении каолинов, содержащих крупнозернистые примеси.

Сухой способ обогащения каолинов проще мокрого. Однако к недостаткам этого способа следует отнести снижение качества каолина за счет удаления из него наиболее ценной тонкой фракции, которую не представляется классическим способом уловить при воздушной классификации. В результате этого снижается пластичность и связующая способность.

Это в свою очередь значительно снижает качество изделий и по этому при обогащении каолина важен подбор технологии его обогащения.

Также, добавление в каолиновую суспензию коагулянтов приводит к укрупнению и осаждению глинистых частиц, но одновременно может вызвать и нежелательные явления в заводской практике.

Пригодность каолинов для производства фарфоровых и фаянсовых изделий оценивают также по качеству огневой пробы. Каолины обжигают при определенной температуре (для фаянса - до 1280 °C, а для фарфора - до 1430 °C). Окраска каолинов после обжига должна быть светлой (белой), без пятен и «мушек» (точек рыжего или темного цвета, указывающих на присутствие в массах вкраплений железа и титана).

В настоящее время в Республике Узбекистан стабильно развиваются производства, такие как фарфорофаянсовые изделия, электротехнический фарфор, санитарно-строительная керамика. Производства не обеспечивают потребности предприятий обогащенным каолином.

В связи с этим актуальной задачей является исследование технологических свойств каолинов перспективного месторождения Ангренского угольного разреза, с целью выбора наиболее эффективного метода получения каолиновых продуктов со стабильными керамическими свойствами, что позволит формировать отечественную сырьевую базу высококачественных каолинов.

Существует два вида ангренских каолинов: первичные и вторичные. В табл. 1 приведен химический состав ангренских каолинов.

Каолины – глинистые породы, состоящие преимущественно из минералов группы каолинита (каолинит, галлуазит, диккит) с примесью кварца, калиевого полевого шпата, мусковита, монтмориллонита. В качестве полезного ископаемого ценность представляют в первую очередь каолины белоцветные или бледно окрашенные, имеющие низкое содержание темноцветных минеральных компонентов, в первую очередь представленных оксидами железа и титана (табл. 2).

Примерный минеральный состав ангренских каолинов (3,%) представлен в табл. 3.

Исследования ангренских каолинов показывают, что для обогащения эти каолины необходимо распускать (дисперсировать).

Процесс дисперсирования каолина показан на рис. 1. В природных условиях каолины обычно находятся в агрегатном со-

Таблица 2
Главные минералы ангренских каолинов

Название минерала	Содержание основных компонентов, %	Плотность, g/sm ³	Температура плавления, °C	Внешний вид
Каолинит (Al ₂ O ₃ *2SiO ₂ *2H ₂ O)	Al ₂ O ₃ - 39,50 SiO ₂ - 46,54 H ₂ O - 13,96	2,6	1800	белый
Кварц (SiO ₂)	SiO ₂ - 100	2,65	1730	Прозрачный, белый, серый
Полевой шпат (K,Na) Al Si ₃ O ₈	Al ₂ O ₃ - 18,4 SiO ₂ - 64,7 K ₂ O - 16,9	2,6	1200	зеленоватый
Мусковит (слода) K Al Si ₃ O ₈ *2H ₂ O	Al ₂ O ₃ - 32,8 SiO ₂ - 45 K ₂ O - 9,84 H ₂ O - 12	2,8	1250	Светло-коричневый
Бурый уголь	C -100%	2,1	-	черный

Таблица 3
Примерный минеральный состав Ангренских каолинов

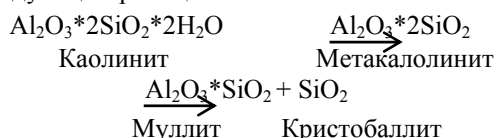
Название минерала	Первичный	Вторичный
Каолинит	56,35	61,56
Кварц	35,47	32,02
Гематит	4,1	2,1
Слюда	2,1	1,8
Полевой шпат	2	2,4

стоянии (а). Размеры частиц каолинита составляют 1...5 м (микрон), но в природных условиях происходит их слипание, в результате образуются агрегаты размером от 50 до 200 м. Для обогащения каолинов необходимо разрушить эти агрегаты – дисперсировать руду (в). Для ускорения дисперсирования каолина в пульпу добавляют дисперсанты (фосфат натрия, жидкое стекло).

После дисперсирования каолинита необходимо удалить крупные вредные примеси (кварц, гематит, полевой шпат и мусковит). Вредные примеси отделяют с помощью дезинтеграции. Операции дисперсирования и дезинтеграции можно проводить одновременно в скруббер-буторах. Время дезинтеграции должно составлять не менее 30 мин. После дезинтеграции пульпу направляют на классификацию в гидроциклонах или спиральных классификаторах. Слив классификатора обычно имеет серо-коричневый цвет. Для удаления этого оттенка слив слегка подкисляют серной кислотой до pH-2,5...3,0, при этом должны раствориться цветные железистые соединения (гематит, лимонит гидрогетит и т.д.).

После промывки и фильтрации слив классификатора становится белым. Пески классификатора направляют обратно в дезинтегратор или выбрасывают.

Кек фильтрации имеет влажность 20...30 %. Далее кек можно направить на прокалку при температуре 1000...1050 °С. При этом происходят следующие реакции:



После прокалки белизна каолина увеличивается.

Муллит может реагировать с серной кислотой образующая сульфат алюминия.

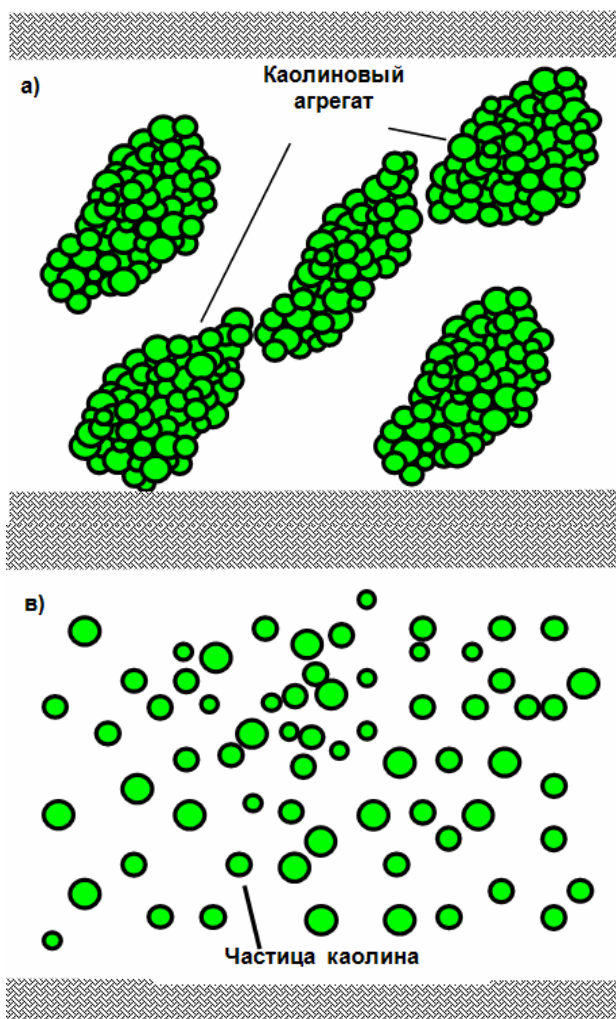
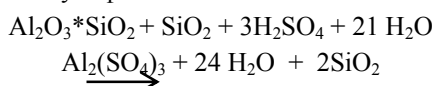


Рис.1. Дисперсирование каолина

На базе ангренских каолинов Ташкентской области выполнен монтаж промышленной схемы обогащения каолинов (первичных и вторичных) производительностью 30 t/d.

Исходная руда (ангренские каолины) крупностью -200 мм подается на ленточный конвейер, откуда поступает в барабанный скруббер, туда же подается вода в соотношении 1:1. В скруббере осуществляется дезинтеграция и дисперсирование каолинов. Из скруббера пульпа каолинов поступает в спиральный классификатор, где разделяется на дисперсированные частицы каолина (слив классификатора) и не разрушенные агрегаты каолина (пески классификатора) (рис. 2) [2].

Пески классификатора возвращаются в дезинтегратор для окончательного дисперсирования, а слив классификатора поступает в высокочастотный грохот. Грохот имеет сито с ячейкой 0,2 мм или 200 м. За счет высокой частоты (2000...3000 Hz) на сите происходит разделение дисперсированных частиц каолина и крупных частиц пустой породы (кварц, полевые шпаты, слюда). В подрешетный продукт грохота уходит вода и диспер-

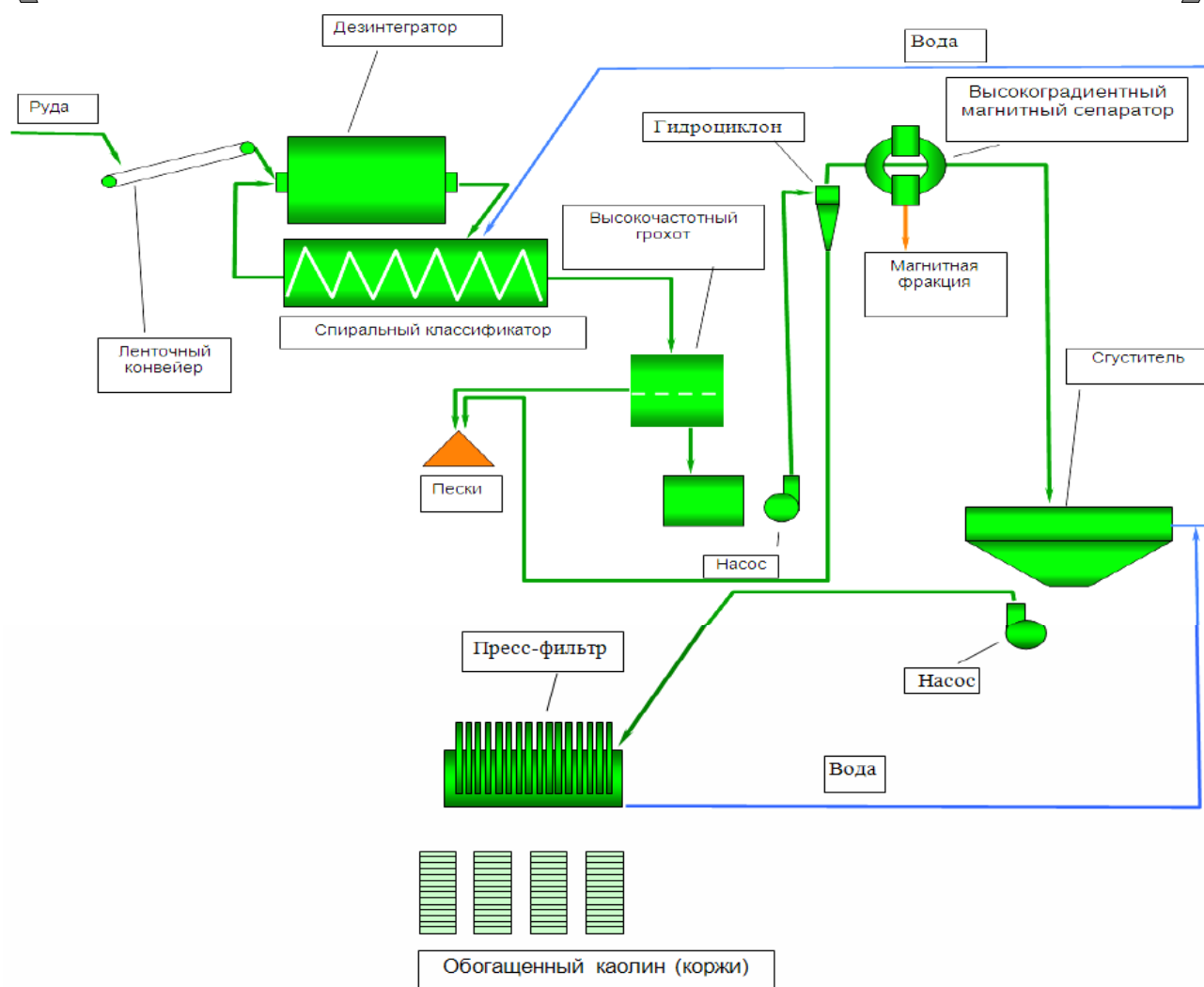


Рис.2. Технологическая схема обогащения ангрэнского каолина

сированные частицы каолина, в надрешетном продукте остаются обезвоженные частицы пустой породы. Надрешетный продукт, складывается в кучу и затем выбрасывается (в дальнейшем предполагается его использование в строительстве). Подрешетный продукт поступает в зумпф и насосом под давлением 1.5...2.0 kg/sm² подается в гидроциклон. В гидроциклоне осуществляется еще более мелкое разделение частиц каолина и частиц пустой породы.

В слив гидроциклона переходят в основном дисперсированные частицы каолина, а в пески гидроциклона переходят оставшиеся частицы пустой породы. Для более качественной очистки каолинов от железных минералов здесь вместо

раствора серной кислоты применяется высокоградиентная магнитная сепарация. Слив гидроциклона поступает в высокоградиентный магнитный сепаратор с индуктивностью 1,5 Тесла. Магнитная фракция, полученная при сепарации, складывается и выбрасывается. Немagnetная фракция представляется собой качественный обогащенный каолин, который направляется в сгуститель для сгущения. Сгущенный обогащенный каолин направляется на пресс-фильтр для дальнейшего обезвоживания. На пресс-фильтре обогащенный каолин получают в виде коржей (рис. 3).

Оборотная вода, полученная при сгущении и фильтрации обогащенного каолина, возвращается на повторное использование. Результаты обогащения ангрэнских каолинов представлены в табл. 4.

Как видно, данная схема обогащения ангрэнских каолинов позволяет получить обогащенный каолин, пригодный для керамической промышленности.

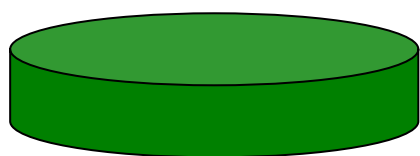


Рис.3. Корж обогащенного каолина

Таблица 4
Результаты обогащения ангренских каолинов

Название показателя	В руде	Обогащенный каолин	Требования для керамической промышленности
Содержание Al_2O_3 , %	22...28	37...38	37,1...39,1
Содержание Fe_2O_3 , %	2,2...4,1	0,5-1,2	0,5-1,2

Таким образом, можно сделать вывод, что разработанная технология процесса обогащения ангренского каолина может обеспечить отечественные производства нужным сырьем.

Библиографический список

1. «Kaolin», A. J. Bloodworth, D. E. Highley and C. J. Mitchell. Keyworth, Nottingham, British Geological Survey, 80 page, 1993.
2. «Методические рекомендации по применению Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. Каолин», 34 стр., М.:2007г.

УДК 661.24

© Рузиев Н.Р., Искандарова М.И. 2016 г.

ФУНДАМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ В ОБЛАСТИ СОЗДАНИЯ ИСКУССТВЕННЫХ СУЛЬФОЖЕЛЕЗИСТЫХ КОНГЛОМЕРАТОВ

Рузиев Н.Р., зам. начальника департамента инвестиций НГМК; Искандарова М.И, руководитель научно-исследовательского и испытательного Центра «ШТРОМ» институт общей и неорганической химии АНРУз, доктор технических наук, профессор

Uch turdagi past temperaturadagi sulfomineral – sulfoalyuminat, sulfoferrit va sulfosilikat kalsiylarning o'zaro ta'sir ko'rsatuvchi gidratatsiya spetsifikasining izlanish natijalari, ular asosida sun'iy konglomeratni tashkil topish qonuniyligi natijalari keltirilgan.

Tayanch iboralar: termik ishlov, sintez maxsulotlar, pishirish, qattiq eritmalar, sul'foalyuminat, sul'foferrit, gidratatsiya, sementlar, kalsiy sulfosilikat, parchalanish, kristallar, kristallar tuzilishi, jarayon aktivatorlari, mikrotuzilma, qorishma, sulfosilikat zarralari.

The research results to identify the specifics of hydration interference of two kinds of low-temperature sulfominerals - sulfoaluminate, sulfoferrite and calcium sulfosilicate with revealing the regularities of formation of artificial conglomerate based on them are presented in this article.

Key words: heat treatment, end-products, roasting, solid solutions, sulfoaluminate, sulfoferrite, hydration, cement, calcium sulfosilicate, decomposition, crystal structure, crystals, process activators, microstructure, mixture, sulfosilicate grains.

Аналитический обзор источников информации по исследованию особенностей минералообразовательных процессов, протекающих при термической обработке многофазной системы $CaO-Al_2O_3-Fe_2O_3-CaSO_4$ и $CaO-Fe_2O_3-CaSO_4$, позволил выявить наличие противоречивых мнений: одни авторы считают, что продуктами синтеза при обжиге этих систем являются ферриты и твердые растворы сульфоалюмината и сульфоферрита кальция, а сульфоферрит вообще не образуется. Другие же считают, что сульфоферрит образуется как самостоятельное соединение в системе $CaO-Fe_2O_3-CaSO_4$, а в системе $CaO-Al_2O_3-Fe_2O_3-CaSO_4$ он образуется как промежуточное соединение, до появления расплава сосуществует с $C_4A_3\check{S}$, а затем при более высокой температуре разлагается на C_2F и $CaSO_4$ с последующим внедрением ионов Fe^{3+} кри-

сталлическую структуру $C_4A_3\check{S}$ с образованием сульфоалюмоферритов кальция [1-6].

По составам продуктов гидратации сульфоалюмоферритов и цементов, на их основе мнения исследователей совпадают том плане, что продуктами гидратации $C_4F_3\check{S}$ являются гидросульфоферриты, гексагональный гидроферрит кальция и гидрат окиси железа. В ранние сроки образуются гидратные фазы, обогащенные алюминием, а в более поздние сроки – железом. Одним из основных продуктов гидратации железистых цементов является железозамещенный эттрингит, что позволяет использовать их в качестве специальных вяжущих и добавок к поргладцементному клинкеру для получения расширяющихся и напрягающих цементных композиций [7-10].

В известных работах освещены данные по характерным особенностям процессов гидратации либо C_4F_3S и C_4A_3S в отдельности, а также смеси C_4F_3S с C_3S и C_2S , либо их твердых растворов образующихся из расплава - сульфоалюмоферритов кальция. Какая – либо информация о процессах гидратации и твердения механических смесей C_4F_3S с C_4A_3S и C_5S_2S , а также о составе новообразований возникающих при их гидратационном взаимодействии в специальной литературе не обнаружена.

В связи с этим представляло определенный научный интерес исследование процессов гидратации и состава новообразований в системах $C_4F_3S - C_4A_3S - H_2O$, $C_4F_3S - C_5S_2S - H_2O$ и $C_4F_3S - C_4A_3S - C_5S_2S$, а также цементов, содержащих указанные минералы в определенных соотношениях. Выявленные закономерности гидратационного взаимодействия сульфо-минералов, могут служить научной основой технологии получения сульфожелезистых клинкеров, в которых сульфоалюминат, сульфоферрит и сульфосиликат кальция находились бы не в виде твердых растворов, а автономно друг от друга. Сульфожелезистые клинкеры при более низких температурах, чем температура обжига известных сульфоалюминатно-ферритных клинкеров, не доводя сырьевую смесь до расплавленного состояния. В связи с этим проведено исследование особенностей физико-химических процессов гидратации и структурообразования при твердении сульфоферрита кальция и его влияния на физико-механические свойства сульфоалюмината и сульфосиликата кальция. Для выполнения исследований сырьевые смеси для синтеза сульфо-минералов подвергались обжигу в лабораторной силитовой печи при температурах: $C_4A_3S - 1350$; $C_4F_3S - 1100, 1150, 1200$; $C_5S_2S - 1250^\circ C$ с экспозицией при заданной температуре – 3 h. Завершенность процесса минералообразования контролировали рентгенофазовым анализом.

Установлено, что дифрактограмма спека C_4F_3S , синтезированного при $1150^\circ C$ фиксирует максимальное образование сульфоферрита кальция с $d/n=0,862; 0,598; 0,535; 0,456; 0,407; 0,296; 0,269; 0,251; 0,220; 0,188; 0,173; 0,169; 0,148; 0,145; 0,141$ nm. Обнаружены также небольшой интенсивности рефлекс C_2F при $d/n=0,369; 0,184$ nm. При повышении температуры до $1200^\circ C$ увеличивается интенсивность характерных рефлексов C_2F и C_5S , что свидетельствует о частичном разложении C_4F_3S (рис.1 а). Следовательно, температурный диапазон устойчивого существования C_4F_3S имеет очень узкий интервал: при $1150-1180^\circ C$.

Впервые установлено, что микроструктура безводного C_4F_3S представлена бесформенной массой с оплавленной поверхностью зерен, носящей слоистоблочный характер. Некоторые участки реплик с поверхности скола минерала состоят из крупных зерен, между которыми наблюдаются параллельно - ориентированные борозды скольжения. На отдельных участках зерна C_4F_3S имеют различную ориентацию,

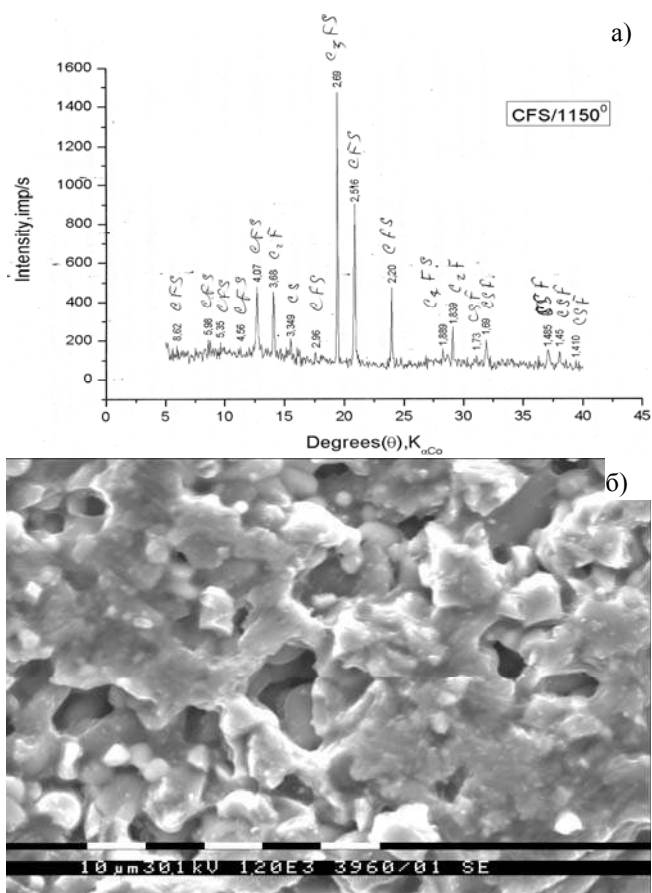


Рис. 1. Дифрактограмма (а) и электронная микрофотография (б) C_4F_3S , синтезированного при $1150^\circ C$

встречаются крупные зерна в виде блоков, имеющих форму удлинённых призм с размытыми краями, имеющих слоистое расположение (рис.1 б).

По гидратационной активности C_4F_3S занимает промежуточное положение между C_4A_3S и C_5S_2S : степень его гидратации в 1,5 раза ниже, чем у C_4A_3S и 4-5 раз выше, чем у C_5S_2S . Об относительно низкой гидратационной способности C_4F_3S свидетельствуют также данные рентгенофазового анализа: через 28 d и 3 мес. твердения в воде на дифрактограммах затвердевшего C_4F_3S , кроме отражений гидросульфоферрита кальция при $d/n=0,348; 0,265; 0,256; 0,252; 0,222$ nm, отмечены довольно интенсивные линии исходного минерала, тогда как к этому сроку на дифрактограмме гидратированного C_4A_3S линии безводного минерала имеют незначительную интенсивность. С возрастом твердения повышается степень гидратации C_4F_3S , что приводит к увеличению количества кристаллизующегося железистого аналога этtringита, образование которого протекает послойно и ступенчато. При контакте с водой гладкая поверхность зерен C_4F_3S как бы размокает и в результате адсорбции воды она как бы набухает, при этом спаянность зерен нарушается.

На некоторых участках они имеют определенную ориентацию и, соприкасаясь друг с другом начинают

образовывать ритмичную кристаллическую структуру на поверхностных слоях затвердевающего минерала. К третьему месяцу эти новообразования, увеличиваясь в объеме и размере, срастаясь и наслаиваясь, образуют слоисто-блочную структуру, в порах которой наблюдается свободный рост кристаллов гидросульфогерритов кальция, игольчатые и волокнистые кристаллы которые растут от стенок пор во внутрь, заполняя поровое пространство, уплотняя и упрочняя-ют искусственный конгломерат на основе $C_4F_3\check{S}$.

Для выяснения вопроса влияния сульфогеррита кальция на процессы гидратации и твердения сульфоалюмината $C_4A_3\check{S}$ и сульфосиликата кальция $C_5S_2\check{S}$, проводилось исследование по установлению корреляционной зависимости «состава-структурных свойств» путем выявления закономерностей протекания физико-химических процессов формирования фазового состава продуктов гидратации и последовательности структурообразования в двух- ($C_4A_3\check{S}+C_4F_3\check{S}$, $C_4F_3\check{S}+C_5S_2\check{S}$) и трехкомпонентных ($C_4A_3\check{S}+C_4F_3\check{S}+C_5S_2\check{S}$) сульфоминеральных системах. Для этого были составлены механические смеси сульфоминералов с различным соотношением ингредиентов: 5-40 % $C_4A_3\check{S}$ + 95-60 % $C_4F_3\check{S}$; 5- 50 % $C_4F_3\check{S}$ + 95-50 % $C_5S_2\check{S}$; 5-20 % $C_4A_3\check{S}$ + 15-50 % $C_4F_3\check{S}$ + 30-80 % $C_5S_2\check{S}$. Прочность композиций определялась на образцах - кубиках с размерами граней 1,41 см состава 1:0. Для сравнения испытывались такие же образцы из чистых $C_4F_3\check{S}$ и $C_4A_3\check{S}$.

Установлено, что в присутствии 10-50 % $C_4A_3\check{S}$ ускоряется процесс твердения $C_4F_3\check{S}$ как в начальные сроки, так и в более поздние периоды твердения. Прочность образцов в зависимости от дозы $C_4A_3\check{S}$, через 1; 3; 7 и 28 d, соответственно на 14-100; 20-140; 77-255; 0-143 % выше прочности $C_4A_3\check{S}$ и на 77-211; 80-260; 119-326; 47-258 % выше $C_4F_3\check{S}$.

В более отдаленные сроки (через 6 мес.) показатели прочности композиций также высокие на 54- 188 % превосходят прочность $C_4F_3\check{S}$, но равны или несколько ниже прочности $C_4A_3\check{S}$. Введение до 20 % $C_4F_3\check{S}$ в состав $C_5S_2\check{S}$, хотя и несколько замедляет процесс его твердения до 28 d, однако положительно влияет на набор прочности образцов в более поздние сроки твердения: к 2 мес. прочность композиций содержащих 10-50 % $C_4F_3\check{S}$, на 3-17 % превышает показатели прочности чистого $C_5S_2\check{S}$. К 6 мес. композиции включающие 5-20 % $C_4F_3\check{S}$, по показателям прочности на 3-9 % превосходят прочность $C_5S_2\check{S}$, однако увеличение содержания $C_4F_3\check{S}$ до 30 - 50 % к 6 месяц снижает его прочность от 24 до 49 %.

В системе $C_4F_3\check{S}+C_5S_2\check{S}+H_2O$ сульфогеррит кальция выступает в качестве активатора процесса твердения и набора прочности $C_5S_2\check{S}$: в зависимо-

сти от дозы $C_4F_3\check{S}$ скорость гидратации сульфосиликатно-ферритной композиции в 1,1-1,5 раза выше, чем у чистого $C_5S_2\check{S}$. В процессе твердения данная композиция при контакте с водой проявляет достаточно высокую структурообразующую способность с кристаллизацией гидросульфогерритов и гидросульфосиликатов кальция. Установлено, что наличие повышенной дозировки $C_4F_3\check{S}$ в сульфоминеральной системе $C_4A_3\check{S}+C_4F_3\check{S}$ приводит к замедлению процесса гидратации $C_4A_3\check{S}$. Формирование микроструктуры сульфоминерального композита при твердении сульфоалюминатно-ферритной композиции подчиняется законам, присущим формированиям микроструктуры камня при гидратации $C_4A_3\check{S}$ и протекает послойно с выносом вещества из нижних слоев на поверхностный слой частиц сульфоминералов. При этом основными кристаллическими продуктами гидратирующей системы $C_4A_3\check{S}+C_4F_3\check{S}+H_2O$ являются низко- и высокосульфатные гидросульфоалюминаты кальция и их железозамещенные аналоги, которые составляют кристаллический каркас скелетной структуры формирующегося сульфоминерального композита.

Трехкомпонентная сульфоминеральная композиция из $C_4A_3\check{S} + C_4F_3\check{S}+C_5S_2\check{S}$ в начальные сроки по скорости твердения занимает промежуточное положение между $C_4A_3\check{S}$ и $C_4F_3\check{S}$ (табл. 1).

К 7 d скорость процесса твердения и набора прочности возрастает в зависимости от соотношения минералов в смеси, образцы характеризуются высокой прочностью, превосходящей к 28 d. прочность $C_4A_3\check{S}$ – на 3-32 %; $C_5S_2\check{S}$ – на 32-75,5 %; $C_4F_3\check{S}$ - на 50,5-169 % (рис. 2). Такие же высокие показатели прочности проявляют эти композиции через 6 мес., твердения по отношению к $C_4F_3\check{S}$ и $C_5S_2\check{S}$, а по сравнению с $C_4A_3\check{S}$ при низком его содержании отмечен некоторый спад прочности. Высокими показателями прочности характеризуются композиции с соотношением $C_4A_3\check{S}:C_4F_3\check{S}:C_5S_2\check{S} = 1:2:2$ и $1:2,5:1,5$ и они приняты как оптимальные.

Таблица 1

Прочностные характеристики образцов из трехкомпонентной сульфоконпозиции $C_4A_3\check{S} - C_4F_3\check{S} - C_5S_2\check{S}$

Соотношение сульфоминералов, масс. %			Предел прочности при сжатии, МПа через (d):					
$C_4A_3\check{S}$	$C_4F_3\check{S}$	$C_5S_2\check{S}$	1 d	3 d	7 d	28 d	60 d	180 d
100	-	-	14,0	15,0	18,0	28,0	66,0	75,0
-	100	-	9,0	10,0	15,0	19,0	28,0	26,0
-	-	100	12,0	12,0	16,0	22,0	25,0	56,0
5	15	80	11,8	12,8	22,1	29,2	31,9	42,5
5	25	70	14,2	16,6	23,8	33,2	47,9	48,6
5	35	60	14,8	18,4	26,4	28,8	53,3	59,2
5	45	50	11,4	15,6	27,8	32,1	58,2	69,8
10	20	70	11,7	15,9	26,6	34,2	66,6	72,2
20	30	50	11,0	16,1	28,2	36,8	55,9	74,6
20	40	40	15,9	21,3	31,9	38,6	63,0	78,2
20	50	30	15,9	21,3	26,6	34,8	68,0	78,8

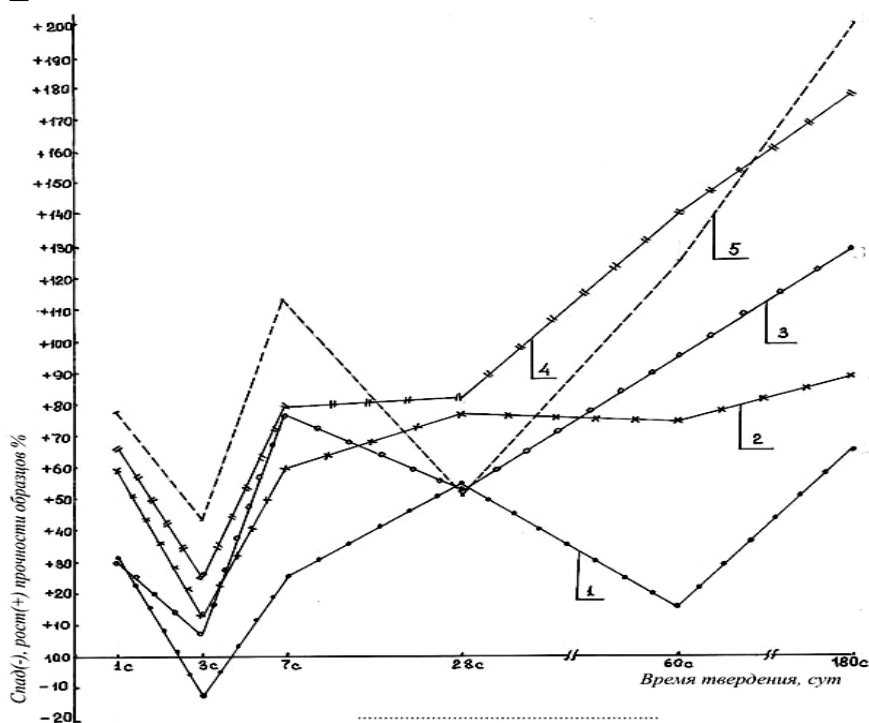
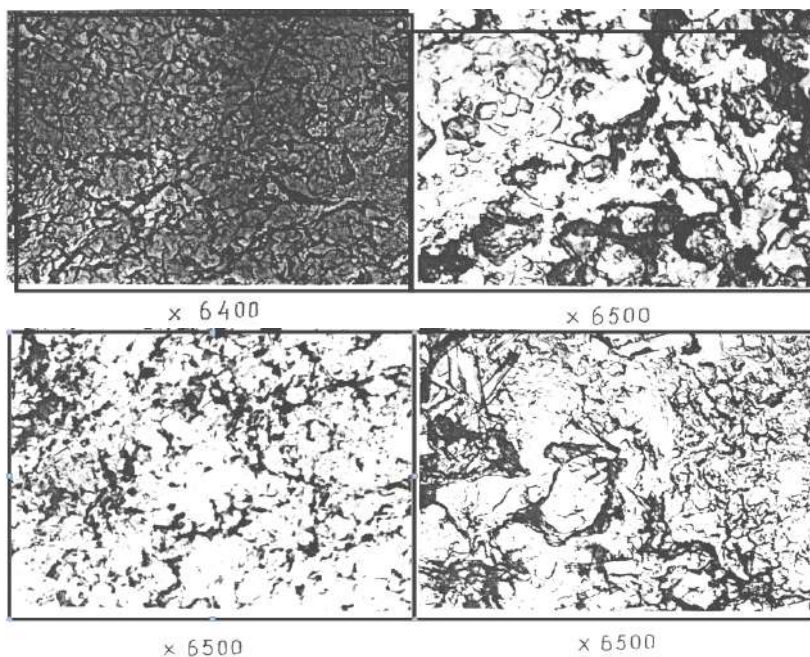


Рис. 2. Изменение прочности искусственного конгломерата при твердении системы « $C_4A_3S + C_4F_3S + C_5S_2S$ » по отношению к прочности C_4F_3S

В соответствии с рис. 3, поверхность скола минерального искусственного сульфоконгломерата, на основе композиции с содержащей 20 % C_4A_3S , 40 % C_4F_3S и 40 % C_5S_2S , через 1 d представлена сетчатой плоскостью с шероховатой поверхностью, разделённой бороздками на мелкие участки. При контакте с



Состав, мас. %: 20 C_4A_3S + 40 C_4F_3S + 40 C_5S_2S .
Время твердения, d: 1 – 1d; 2 – 3d; 3 – 7d; 4 – 28d

Рис. 3. Электронные микрофотографии реплик с поверхности скола сульфоминерального искусственного конгломерата

водой спайность минералов нарушается. Поверхность скола представляет набухшую массу, которая к 3 d состоит из более укрупненных чешуйчатых новообразований, среди которых наблюдаются не затронутые водой участки и зерна с оплавленной гладкой поверхностью, которые видимо относятся к зернам сульфосиликата. К 7 d отмечено растворение в воде большей части минералов смеси с увеличением количества чешуеобразных продуктов гидратации. В последующие периоды гидратации, происходит в большей части рост кристаллических новообразований, наслаивание кристаллических, гелевых продуктов гидратации и уплотнение сульфоконгломерата.

Из первичных зародышей-чешуек вырастают игольчатые и пластинчатые кристаллы гидросульфалоумината и гидросульфферрита кальция, которые про-

низируют основную мелкозернистую массу из гелеобразных продуктов гидратации и играют роль «сшивающего» агента. Вместе с тем видны также зерна, поверхность которых только подвергается гидратации, о чем свидетельствует появление на них мельчайших бугорков роста. Последовательное протекание процесса гидратации механической смеси $C_4A_3S - C_4F_3S - C_5S_2S$ способствует формированию к 3 мес. сульфоконгломерата с плотной микроструктурой. К этому сроку его структура отличается низкой пористостью, что обеспечивает его высокую механическую прочность равную 39,8 МПа.

В зависимости от условий контакта зерен минералов данной системы с водой (поверхностный слой, внутренний слой, середина или края образца), микроструктура разных участков образца носит различное строение. Одни участки представлены ритмично срастающимися кристаллоагрегатами и блоками, а другие – омоноличенными крупными блоками с гладкой поверхностью, параллельно наслаивающимся друг на друга и как бы «растворенными» друг в друге. В первом случае имеет место срастание мелких игольчатых и пластинчатых кристаллов этtringита и его железозамещенного аналога с заполнением пор, микротрещин и пустот между негидратированными зернами, а также межкристалличе-

ского пространства. Шероховатая поверхность полурасстворенных кристаллов способствует лучшему их сцеплению с кристаллами гидросиликатов и гидросульфосиликатов кальция коллоидной степени дисперсности, которые в дальнейшем полностью растворяются друг в друге и в результате происходит омоноличивание гидратной структуры. Количество и степень растворения гидратных кристаллов постоянно увеличивается. В результате для сульфоминерального окомпозиата данного состава 3-х месячного возраста присуща блочно – ритмичная микроструктура. За счет плавного протекания процесса гидратации ступенчатого образования кристаллических продуктов и кристаллоагрегатов, которые в более отдаленные сроки пронизывают мелкозернистую массу, состоящую из геля гидросульфосиликатов и гидросиликатов кальция. Вростания кристаллических продуктов друг в друга и их срастание с образованием плотной структуры затвердевший сульфоминеральный композит приобретает высокую механическую прочность, которая в 1,2; 3,1 и 2,7 раза выше прочности камней на основе соответственно чистых $C_4A_3\dot{S}$, $C_4F_3\dot{S}$ и $C_5S_2\dot{S}$.

На основе полученных данных можно заключить, что $C_4F_3\dot{S}$ при участии в процессе гидратации и формирования прочности сульфоконпозиата на основе $C_4A_3\dot{S}+C_4F_3\dot{S}$, $C_4F_3\dot{S}+C_5S_2\dot{S}$ и $C_4A_3\dot{S}+C_4F_3\dot{S}+C_5S_2\dot{S}$, будет играть существенную роль в более поздние сроки твердения и способствовать формированию более плотной микроструктуры, что очень важно в обеспечении его физико-механических свойств. Гидратационная активность сульфо-алюмо-железистых композиций включающих $C_4A_3\dot{S}+C_4F_3\dot{S}+C_5S_2\dot{S}$ выше, чем у чистых $C_4F_3\dot{S}$ и $C_5S_2\dot{S}$. В первые сроки тверде-

ния связывание воды этими композициями идет медленнее, чем при гидратации $C_4A_3\dot{S}$. К 3-м и 7-и d. процесс ускоряется, в результате чего в гидратные продукты связывается столько же воды, сколько в гидратные новообразования $C_4A_3\dot{S}$. Начиная с 28 d. количество связанной воды в гидратированных образцах сульфферритно-силикатных минеральных композиций на 6,0-8,3 % меньше, чем в гидратированном $C_4A_3\dot{S}$. Рентгенофазовым методом установлено, что основными продуктами при гидратации композиции $C_4A_3\dot{S}-C_4F_3\dot{S}-C_5S_2\dot{S}-H_2O$ в ранние сроки являются гидраты $C_4A_3\dot{S}$ и $C_4F_3\dot{S}$ моносulfатной формы, поргландит и двуводный гипс, а к 3 d и при более продолжительном твердении-эттрингит, его железозамещенный аналог и гидросульфосиликаты кальция.

Благодаря ступенчатому характеру протекания процесса гидратации сульфо-алюмо-железистых минеральных композиций происходит постепенная кристаллизации гидратных новообразований с последующим их срастанием и растворением друг в друге в течение продолжительного времени, что приводит к постепенному уплотнению и упрочнению структуры сульфо-алюмо-железистого композита, и он приобретает высокую прочность, в некоторых случаях превосходящую прочность чистого $C_4A_3\dot{S}$.

Выявленные закономерности гидратационного взаимодействия $C_4A_3\dot{S}$, $C_4F_3\dot{S}$ и $C_5S_2\dot{S}$ служат научной основой для разработки технологии производства низкотемпературных сульфо-алюмо-железистых цементов, обладающих наряду высокой прочностью, также и рядом специальных свойств, как атмосферостойкость, жаропрочность, коррозиестойкость, сцепляемость, способность расширяться и т.д.

Библиографический список

1. Кривобородов Ю.Р., Казаринов Ю.М. Влияние условий синтеза на свойства сульфферритов кальция //Тр. НИИцемент. – М., 1988. – Вып. 96. – С. 67-68.
2. Самченко С.В., Кривобородов Ю.Р. Кинетика кристаллизации сульфоалюмоферритов кальция из расплава //Тр. НИИцемент. – М., 1988. –Вып. 96. –С. 68-70.
3. Бойкова А.И., Грищенко Л.В. Физико-химические исследования твердых растворов между сульфоалюминатом и гипотетическим сульфферритом кальция //8 Всесоюз. совещание по химии и технологии цемента. – М., 1991. – С. 15-19.
4. Самченко С.В. Минералообразование в алюмоферритных системах в присутствии сульфата кальция //Цемент, 1989. - № 3. – С. 19-20.
5. Осокин А.П., Кривобородов Ю.Р., Дюкова Н.Ф. и др. Влияние фазового состава сульфферритсодержащего цемента на свойства цементного камня //Матер. 5 Национальной конференции. механики и технологии композиционных материалов. – Варна, София, 1988. – С. 503-507.
6. Kuznezova T.V. State of the Art and Prospects of Special Cement //8th International Congress on the Chemistry of Cement. – Brasil: Special Reports. – V. 1., 1986. – S. 283-291.
7. Krivoborodov Y.R. and Samchenko S.V. Phase Formation in Alumoferrite System in Presence of Calcium Sulfate //2nd International Symposium on Cement and Concrete. China, 1989. – S. 78-81.
8. Самченко С.В. Термодинамика и кинетика реакций гидратации сульфоалюмоферритов кальция //11 Всесозн. НТС по химии и технологии цемента. – М., 1991. – С. 226-229.
9. Буригина С.В. Процессы гидратации сульфоалюмоферритов кальция //Тез. докл. конф. «Молодые ученые и специалисты в области повышения качества строительства» - Тбилиси, 1987. – С. 14.
10. Бойкова А.И. О взаимосвязи состава и структуры фаз поргландцементного, белитового, сульфоалюможелезистого и алиитового клинкеров с их гидратационными свойствами // V111 Междун. НТС по химии и технологии цемента. – М., 1991. – С. 249-255.

ВЛИЯНИЕ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ НА УГЛЫ ОТКОСОВ БОРТОВ КАРЬЕРОВ

Эшбеков А.А., магистр кафедры «Горное дело», НГГИ

Maqolada bugungi kunda kon sa'noatidagi aktual muammo bo'lgan qazish usullarining karyer bortlari qiyaliklari burchaklariga bo'lgan ta'siri ko'rib chiqilgan, hamda ochiq pog'onaning qiyalik shakli qiyalik burchagi o'rtacha qiymatiga bog'liqligi ko'rib chiqilgan.

Tayanch iboralar: optimal parametrlar, karyer borti, konni qazib olish, qiyaliklarni deformatsiyasi, karyer chizig'ining shakli, qiyalik burchagi, zaboy uskunalari, jinslarni joylanishi, jinslarni mustahkamligi, qazish usuli.

The article deals with such pressing problem in the mining industry for the moment as an influence of the development systems on the angles of pit slopes, as well as the dependence of the overburden slopes forms subject to the average value of the resulting angle of slope.

Key words: optimal parameters, pit side, mine development, slope deformation, pit contour shape, angle of slope, stall equipment, rocks bedding, rock hardness, development system.

Определение оптимальных параметров устойчивости бортов карьера, уступов и отвалов является одним из важнейших условий, обеспечивающих экономическую и безопасную отработку месторождений полезных ископаемых открытым способом. Исследованиями установлено, что относительная ошибка в определении углов откосов бортов карьера составляет 11,5 % при доверительной вероятности 0,68 и 23 % при доверительной вероятности 0,95. Эта ошибка в свою очередь влияет на точность определения объемов горных работ, поэтому наиболее точное определение угла наклона бортов карьера имеет большое экономическое значение.

Угол наклона, прежде всего, оказывает влияние на объем горно-капитальных работ, особенно при разработке глубоких, горизонтально залегающих месторождений. Исследованиями установлено, что для карьеров глубиной более 100 м и при углах наклона бортов 40-50° уменьшение угла на 1° вызывает рост объема вскрыши на 3-4 %.

Отрицательное воздействие деформации откосов в период строительства карьера сказывается так же в том, что сдерживаются углубления горных работ и увеличиваются сроки строительства карьера.

Поэтому влияние систем разработки на углы откосов бортов карьеров на сегодняшний день является актуальной проблемой для горной промышленности.

Наивыгоднейшей формой контура борта следует считать такую, которая при заданном коэффициенте запаса устойчивости, обеспечивает минимальный объем вскрышных работ. Способ вписывания технологического контура в равноустойчивый должен основываться на условии:

$$\frac{dy_T}{dx_T} \leq \frac{dy_P}{dy_P}$$

Контур откосов выработок и отвалов целесообразно разделить по признаку наличия или отсутствия точек излома на ломаные и гладкие. Ломаные контуры могут быть прямолинейно-ступенчатыми (контур борта) и криволинейно-ступенчатыми (контур забоя роторного экскаватора). В свою очередь, гладкие контуры расчленяются на прямолинейные и криволинейные. Последние могут быть вогнутыми, выпуклыми или смешанными вогнуто-выпуклыми или выпукло-вогнутыми.

Форма контура откоса зависит от вида применяемого забойного оборудования (табл. 1).

Таблица 1
Применяемое оборудование в зависимости от формы контура откоса

Гладкие контуры	
Прямолинейный	Многоковшовый цепной экскаватор, роторный экскаватор при работе горизонтальными стружками, драглайн.
Вогнутый	Карьерная мехлопата, вскрышная мехлопата, драглайн, гидромонитор.
Выпуклый и выпукло-вогнутый	Драглайн.
Ломаные контуры	
Прямолинейно-ступенчатый	Драглайн при работе верхним и нижним черпанием.
Криволинейно-ступенчатый	Роторный экскаватор при работе вертикальными стружками.

Для количественной оценки формы контуров откосов их целесообразно сравнивать по кривизне кривой: $K_k=0$ прямолинейные, $K_k>0$ вогнутые, $K_k<0$ выпуклые.

Местная устойчивость борта карьера определяется устойчивостью его отдельных уступов. Общая устойчивость борта рассчитывается с учетом его фактического ступенчатого контура, включая бермы безопасности и транспортные бермы.

Контур бортов карьера при существующей технологии работ имеет прямолинейно-ступенчатый либо криволинейно-ступенчатый профиль. Контур откосов вскрышных уступов более разнообразны.

Фактические формы контуров откосов вскрышных уступов, которые образуются драглайнами при работе по бестранспортной системе (применительно к песчано-глинистым породам Райчихинского месторождения), располагаются по степени их устойчивости, определяемой результирующим углом откоса, в следующей последовательности (табл. 2):

По возможности регулирования формы контура откоса рабочими органами забойного оборудования можно выделить следующие три группы откосов: а) неуправляемые (гидромонитор, землесосные снаряды); б) поддающиеся формированию в ограниченных пределах (забойные машины с жесткой связью рабочего органа и стрелы); в) поддающиеся формированию в более широких пределах (забойные машины с гибкой связью рабочего органа и стрелы). По возможности регулирования формы контура откоса выемочные агрегаты располагаются в следующей последовательности (в порядке убывающей возможности регулирования): шагающие драглайны, многочерпаковые экскаваторы, механические лопаты и оборудование, работающее по принципу принудительного обрушения породы.

Контур откоса яруса отвала при однородных по механическому составу породах практически прямолинейный, при неоднородных - вогнутый. При песчано-глинистых породах имеет место одна точка излома контура, при смешанных мягких и крепких породах - несколько точек излома контура откоса. Число характерных точек на контуре бульдозерных отвалов в зависимости от высоты яруса приведено ниже (табл. 3):

Меньшее число точек типично для рыхлых мелкокусковых пород.

Ниже приводятся обобщенные данные замеров контуров откосов бульдозерных отвалов карьера КМА, сложенных мелко - мергельными породами с незначительной примесью четвертичных суглинков и глин (табл. 4).

В системе отвалов, состоящей из нескольких ярусов, контур отвалов может быть различной формы. Формы контуров откосов отвалов, встречающиеся на буроугольном месторождении при применении бестранспортной системы разработки с шагающими драглайнами, располагаются по степени их устойчивости, определяемой результирующим углом откоса

Таблица 2
Расположение форм откосов вскрышных уступов в зависимости от среднего значения результирующего угла откоса

Контур откоса	Среднее значение результирующего угла откоса, град
Прямолинейный	45
Вогнутый	36
Выпуклый	32
Выпукло-вогнутый	28
Прямолинейно-ступенчатый	27

Таблица 3

Высота отвала, м	5-6	15-16	25	50
Число характерных точек	1	2-3	3-4	4-5

Таблица 4
Данные замеров контуров откосов бульдозерных отвалов карьера

Свежеотсыпанные отвалы высотой до 25 м					
Точки замера*	1	2	3	4**	
Углы откосов, град	42-50	37-46	29-41	16-28	
Старые отвалы высотой до 25 м					
Точки замера	1	2	3	4**	
Углы откосов, град	39-53	36-37	32-34	19-30	
Свежеотсыпанные отвалы высотой до 50 м					
Точки замера	1	2	3	4	5**
Углы откосов, град	38-51	40-45	36-43	34-42	15-26

*Здесь и далее точки замера располагаются сверху вниз, т. е. от верхней бровки отвала к нижней. **Крупная фракция.

Таблица 5
Формы контуров откосов на буроугольном месторождении в зависимости от среднего значения результирующего угла откоса

Контур откоса	Среднее значение результирующего угла откоса, град.
Прямолинейный	36
Вогнутый	32
Вогнуто-выпуклый	30
Прямолинейно-ступенчатый	28
Выпуклый	27

Таблица 6

Данные для угольных разрезов в зависимости от применяемой системы разработки

Система разработки	Глубина карьера, м	Угол наклона борта, град.
Рабочие борта		
Комбинированная транспортно-отвальная и транспортная бестранспортная и транспортная	До 65	От 10-15 до 35-40*
	До 80 80-175	22-45** 40-45 10-25
Бестранспортная с шагающими драглайнами с мехлопатами и шагающими драглайнами	15-30	50-65
	30-40	40-45
	7-13 17-45	75-80 60-72
Транспортно-отвальная	40-50	37-42
Транспортная с ж.д. транспортом с автомобильным транспортом	30	30-40
	70-80	20-31
	100-130	10-25
	200-300	15
	60	50
	80 130	30-40 30
Нерабочие борта		
Комбинированная бестранспортная с ж.д. транспортом бестранспортная с автотранспортом	50	45
	70	25-30
	125	10-20
	60-70	32-65
Транспортная, в породах крепостью $f < 1$	30	17-27
	110	16-18
То же, $f = 1$ -т-8	130-300	20-22

*Углы откосов изменяются в зависимости от конструктивных размеров моста, числа передовых уступов и размеров площадок. **В числителе для $f < 1$; в знаменателе для $f > 1$.

отвала, в следующей последовательности (табл. 5):

Основные выводы.

Исследованиями установлено, что нерабочие уступы в породах, не требующих буровзрывного рыхления, после прохода забойных машин выколаживаются обычно драглайнами малой мощности для придания им устойчивого прямолинейного контура на весь период службы карьера.

Установлено, что углы откосов рабочих бортов карьера существенно зависят от применяемой системы разработки и оборудования. При установлении зависимостей углов наклона бортов карьеров, от их высоты, условий залегания пород, их крепости и применяемой системы разработки, статистические данные для угольных разрезов представлены в табл. 6.

УДК 622.235.215.7

© Жураев Д.Т. 2016 г.

МЕТОДИКА РАСЧЕТА ДЕТОНАЦИОННЫХ ПАРАМЕТРОВ ЭМУЛЬСИОННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ НА ОСНОВЕ ПЕНОПОЛИСТИРОЛА

Жураев Д.Т., магистрант кафедры «Горное дело», НГГИ

Maqolada penopolistirool asosida emulsion portlashtish mahsulotlarining detonatsion parametrlarini hisoblash metodikasini ishlab chiqish ko'rilgan.

Tayanch iboralar: *detonatsion parametrlar, detonatsion jarayon, penopolistirool, tenglamalar sistemasi, hisob, gazsimon portlash mahsulotlari, portlash solishtirma issiqligi, issiqlikni yo'qotish, issiqlik balans, molyar sassa, portlastish mahsulotlarining solishtirma hajmi.*

The article describes the method development for calculating of detonation parameters of emulsion explosives based on expanded polystyrene. The equation systems for the value allowing by virtue of these expressions to define all detonation parameters of emulsion explosives are considered herein.

Key words: detonation parameters, detonation process, expanded polystyrene, equation system, calculation, gaseous explosion products, specific heat of explosion, heat loss, heat balance, molar mass, specific volume of explosion products.

При разработке методики расчета детонационных параметров эмульсионных взрывчатых веществ (ЭВВ) на основе пенополистирола будем исходить из общих уравнений описания детонационных процессов в ЭВВ, следующих из энергетических и импульсных закономерностей описанных в работах [1-4].

Дополняя общие уравнения [5] условиями передачи импульса, получим законченную систему уравнений, позволяющую рассчитывать детонационные параметры ЭВВ [1-4].

Детонационный процесс ЭВВ описывается уравнением (в точке Чемпена-Жуге):

$$\sum a_m A_m = \sum b_i X_i + \sum f_j Y_j, \quad (1)$$

где A_m - начальные вещества; X_i - газообразные продукты взрыва; Y_j - твердотельные продукты взрыва; a_m, b_i, f_j - мольные коэффициенты.

Тогда удельная теплота взрыва Q_V определяется на основании закона Гесса:

$$Q_V = \frac{1}{G} \left[\sum b_i Q_p^{X_i} + \sum f_j Q_p^{Y_j} - \sum a_m Q_p^{A_m} + 2.48 \Delta b \right], \quad (2)$$

где $Q_p^{(Z)}$, kJ/mol - стандартная теплота образования вещества Z ; G - масса вещества вступившего в реакцию; Db - количество молей газообразных продуктов взрыва.

Пренебрегая потерями тепла в процессе непосредственного детонационного разложения ЭВВ, на основании уравнения теплового баланса имеем следующее равенство:

$$T_B \left[\sum b_i \bar{c}_V^{(X_i)}(T_B) + 3 \sum f_j \xi_j \right] = G Q_V, \quad (3)$$

где T_B - температура взрыва (температура, которую имеют продукты взрыва при мгновенном выравнивании давления в них); ξ_j - количество атомов в твердотельном j - веществе;

$\bar{c}_V^{(X_i)}(T_B)$ - мольная теплоемкость X_i - газа при температуре T_B , определяемая на основании соотношений Эйнштейна-Дебая [6].

Состояние взрывных газов описываем законом Абеля:

$$P_n (V_n - \alpha) = \frac{RT_n}{\bar{\mu}}, \quad (4)$$

где P_n - давление взрывных газов в точке Чемпена-

Жуге; $T_n = \frac{2k}{k+1} T_B$ - температура взрывных газов в

точке Чемпена-Жуге [6, 7]; $\bar{\mu}$ - средняя молярная масса взрывных газов; α - среднее значение коволюма взрывных газов. В соответствии с предположением

О.Е. Власова среднее значение коволюма взрывных газов определяется по формуле [7]:

$$\alpha = \frac{1}{G} \left[\sum b_i \alpha_i + \sum f_j \alpha_j \right], \quad (5)$$

где $\alpha_{i(j)}$ - коволюм $i(j)$ - вещества.

Зависимость $P = P(V)$ для взрывных газов задана в двухполитропном приближении [6]:

$$P = \begin{cases} P_n \left(\frac{V_n}{V} \right)^k & \text{при } V_n \leq V \leq V_* \\ P_n \left(\frac{V_n}{V_*} \right)^k \left(\frac{V_*}{V} \right)^\gamma & \text{при } V > V_* \end{cases}, \quad (6)$$

где V_* - удельный объем продуктов взрыва в точке сопряжения политропы; k - показатель политропы взрывных газов; γ - коэффициент адиабаты. Величину γ находится из уравнения:

$$\gamma = 1 + \frac{R \Delta b}{\sum b_i \bar{c}_V^{(X_i)}(T_*)}, \quad (7)$$

где $\bar{c}_V^{(X_i)}(T_*)$ - относительная мольная теплоемкость X_i - газа при температуре T_* ; T_* - температура взрывных газов в точке сопряжения.

$$T_* = 2T_B \left(\frac{k}{k+1} \right)^k \left(\frac{1}{K_+ \rho_o^{2\alpha} \alpha} \right)^{k-1} \frac{K_+ - 1}{K_+} * \frac{1}{\left(1 - \frac{k+1}{k} \rho_o^{2\alpha} \alpha \right)}. \quad (8)$$

Уравнение состояния взрывных газов [1, 4]:

$$\frac{Q_V}{D^2} = \frac{\bar{c}}{2(k+1)} \left(1 - \frac{k+1}{k} \alpha \rho_o^{2\alpha} \right) \left(1 - \sum_j \beta_j \right), \quad (9)$$

где b_j - удельная масса j -твердого продукта взрыва, $\rho_o^{2\alpha}$ - начальная плотность газообразных продуктов взрыва.

Для определения k используется закон сохранения энергии [2, 3]:

$$\frac{Q_V}{D^2} \left(1 - \frac{3 \sum_j f_j \xi_j}{c \Delta b} \right) = \frac{1}{2(k+1)} \left\{ \begin{array}{l} \frac{1}{k-1} + \\ - \frac{1}{k+1} * \end{array} \right.$$

$$\left. \begin{aligned} & \frac{2(k-\gamma)}{(k-1)(\gamma-1)} \left(\frac{k}{k+1} \right)^k \left(\frac{1}{K_+ \alpha \rho_0^{2\alpha}} \right)^{(k-1)} + \frac{\sum \beta_j}{k+1} \left(1 + (k+1) \frac{U}{D} \right)^2 - \\ & \left(\frac{1}{\rho_{00}} - \frac{1}{\rho_0} + \left(k+2 + (k+1) \frac{U}{D} \right) \left[1 + k \frac{\rho_{00} - \rho_0}{\rho_{00} - \sum_j \beta_j \rho_j} \right] \frac{U}{D} + \right. \\ & \left. \frac{\sum_j \beta_j - \rho_{00} \sum_j \frac{\beta_j}{\rho_j}}{1 - \sum_j \beta_j} \left[1 + \left(k+2 + (k+1) \frac{U}{D} \right) \frac{U}{D} \right] \left(1 + k \frac{\rho_{00} - \rho_0}{\rho_{00} - \sum_j \beta_j \rho_j} \right) \right) \end{aligned} \right\} \quad (10)$$

где $K_+ \approx 4,4$ - параметр, характеризующий объем газообразных продуктов взрыва в точке сопряжения; U - приращение скорости движения продуктов взрыва во фронте детонационной волны; r_{00} - начальная плотность ВВ; r_0 - плотность ВВ в момент начала разложения. При этом начальная плотность газообразных продуктов взрыва:

$$\rho_0^{2\alpha} = \rho_0 (1 - \beta_j) \left(1 - \rho_0 \sum_j \frac{\beta_j}{\rho_j} \right)^{-1} \quad (11)$$

Величина U/D определяется на основании закона сохранения импульса и в данном случае равна:

$$\frac{U}{D} = \left(\left(\frac{1}{\rho_{00}} - \frac{1}{\rho_0} \right) k - \sum_j \frac{\beta_j}{\rho_j} \right) \left(\frac{k}{\rho_0} + \sum_j \frac{\beta_j}{\rho_j} \right)^{-1} \quad (12)$$

Тогда скорость детонации равна:

$$D^2 = \frac{2(k+1)Q_V}{\bar{C} \left(1 - \frac{k+1}{k} \alpha \rho_0^{2\alpha} \right) \left(1 - \sum_j \beta_j \right)} \quad (13)$$

а давление газообразных продуктов взрыва в точке Чепмена-Жуге:

$$P_* = \frac{\rho_0^{2\alpha}}{k+1} D^2 \quad (14)$$

Таким образом, для определения детонационных характеристик ВВ необходимо знание величины ρ_0 . Знание величины ρ_0 позволяет на основании (1)-(15) определить все детонационные параметры ЭВВ [1-3].

Согласно [1-3] величина ρ_0 определяется из уравнения:

$$\rho_0 = z \rho_{00} + (1-z) \rho_* \quad (15)$$

где r_{00} - начальная плотность ВВ; r_0 - плотность ВВ беспорочная; z - отношение пористости ВВ в момент начала взрывного разложения к начальной пористости. Величина z определяется условиями зажигания, которые зависят от структуры эмульсии и особенностей сенсibilизации [1-3].

В [2, 3] величина r_0 определялась на основании теории симметричного схлопывания пузырьков в вязкой однородной несжимаемой жидкости. В [1, 2] при определении величины r_0 учитывалась асимметричность схлопывания газовых пузырьков и стеклянных микросфер при втекании в них эмульсии.

При определении величины ρ_0 , в случае сенсibilизации ЭВВ гранулами пенополистирола, необходимо учитывать, что сенсibilизирующая пора является конгломератом отдельных пор [8]. Таким образом, данное строение пенополистирольной гранулы обуславливает неравномерность сжатия пор гранулы. Внешние поры гранулы на момент загорания эмульсии будут деформированы значительно сильнее, чем внутренние.

Библиографический список

1. Кутузов Б.Н., Горинов С.А. Физико-технические основы создания эмульсионных и гранулированных ВВ и средств их иницирования // В кн.: Эмульсионные ВВ, гранэммиты и ANFO: структура, иницирование, физико-технические основы создания : Отдельные статьи Горного информационно-аналитического бюллетеня (научно-технического журнала). - 2011. - №7. - М.: Горная книга. - С.34-52.
2. Горинов С.А., Куприн В.П., Коваленко И.Л. Оценка детонационной способности эмульсионных взрывчатых веществ // В кн.: Высокоэнергетическая обработка материалов. - Днепропетровск: Арт-пресс, 2009. - с.18-26.
3. Влияние химической природы окислителя на детонационные характеристики ЭВВ. Горинов С.А., Куприн В.П., Коваленко И.Л., Собина Е.П. // В кн.: Развитие ресурсосберегающих технологий во взрывном деле. III Уральский горно-промышленный форум. - Екатеринбург, 2010 С.191-201.
4. Горинов С.А. Теоретическая оценка детонационных параметров гранэммитов. // ГИАБ, 2010, №8, С.121-130.
5. Горинов С.А., Маслов И.Ю. Теоретическая оценка детонационных параметров гранэммитов, сенсibilизированных платиковыми полимикросферами : Отдельные статьи Горного информационно-аналитического бюллетеня (научно-технического журнала). - 2011. - №9. - С. 15-25. - М.: Издательство «Горная книга».
6. Баум В.А. Станюкович К.П., Шехтер Б.И. Физика взрыва. М.: Физматгиз, 1959. 800 с.
7. Власов О.Е. Основы теории действия взрыва. М.: ВИА, 1957. - 408 с.
8. Горинов С.А., Куприн В.П., Коваленко И.Л. Оценка детонационной способности эмульсионных взрывчатых веществ // В кн.: Высокоэнергетическая обработка материалов. - Днепропетровск: Арт-пресс, 2009. - с.18-26.

MIS-MOLIBDENLI RUDALARNI FLOTATSIYALASHDA YANGI REAGENTLARNI QO'LLASH SAMARADORLIGINI O'RGANISH

Umarova I.K., «Konchilik ishi» kafedrasida dotsenti, kimyo fanlari nomzodi, TDTU; Umirzoqov J.V., «Konchilik ishi» kafedrasida II kurs magistri, TDTU

Содержание меди в пробе 0,5 %, молибдена -0,0055 %. При использовании традиционного реагента - собирателя БКК, при расходе БКК - 20+10 г/т, был получен медно-молибденовый черновой концентрат с выходом 9,91%, содержащий 3,2 % Cu, при его извлечении 64,19 %. В результате исследований было установлено, что применение испытанных реагентов собирателей, получаемых на основе местного сырья, при флотации медно-молибденовой руды позволяет получить черновые концентраты с содержанием Cu- 4,2-10,82 % и Mo - 0,028-0,052 %. Извлечение меди в черновом концентрате колеблется от 87,21 до 93,17 %, и молибдена от 53,16 до 83,72 %.

Опорные слова: содержание меди, молибден, концентрат, извлечение, процесс флотации, содержание концентрата, реагенты, продукты обогащения, опытные работы, медь, молибден, извлечение.

The copper content in sample is of 0,5%, molybdenum of 0,0055%. When using the traditional collecting agent CCL, at a rate of CCL - 20 + 10 g/t was obtained blister copper-molybdenum concentrate to yield of 9,91%, comprising 3,2% Cu, when removing 64,19%. As a result of research it was found that the use of the tested collecting agent obtained on the basis of local raw materials in the flotation of copper-molybdenum ore produces rough concentrates with Cu content of 4,2-10,82% and Mo of 0,028-0,052%. Copper extraction in rough concentrate ranges from 87,21 to 93,17%, and molybdenum from 83,72 to 53.16%.

Key words: copper content, molybdenum, concentrate, extraction, flotation process, concentrate content, reagents, enrichment products, experimental works, copper, molybdenum, extraction.

Qalmoqir koni mis-molibdenli rudalarini flotatsiyalanish Toshkent Kimyo-texnologiya instituti organik kimyo laboratoriyasida sintez qilingan reagentlar MO-1 va MO-2 yordamida o'rganildi. Tajribalar 50 % kaliyning butil ksantogenati (BKK) ni yangi reagentlarga almashtirib, hamda alohida yangi reagentlar bilan o'tkazildi. Flotatsiya sxemasi OKMK mis boyitish fabrikasi (MOF) ning sxemasi bo'yicha olib borildi. Sxema rudani 65-70 % - 0,074 ml li sinfgacha yanchishni, asosiy va nazorat flotatsiyalarini o'z ichiga oladi [1].

Tajribalar mis-molibdenli rudalarda bir vaqtning o'zida BKK va MO-1 ni qo'llab, 1- rasmda keltirilgan sxema bo'yicha olib borildi.

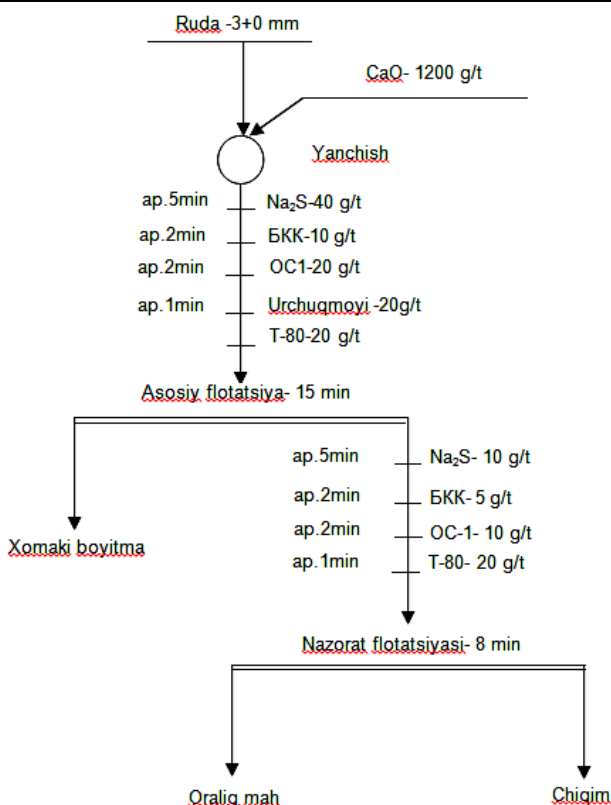
Rudani bir vaqtning o'zida BKK va MO-1 qo'llab flotatsiyalashda misni aniqlash natijalari 1-jadvalda keltirilgan.

1- jadvalda keltirilganidek BKK va MO - 1 ni birgalikda qo'llab, chiqishi 10,82 %, tarkibida 4,21 % mis saqlovchi, misning boyitmaga ajralishi 92,7 % li xomaki mis - molibdenli boyitma olindi.

Rentgenflyuografik tahlil natijalari bo'yicha flotoboyitmaga mis va molibdenidan tashqari kobalt, nikel, rux, mishyak, selen, palladiy, kumush birikmalari ham o'tadi. So'rma, oltin, platina, vismut, simoblarning miqdori boyitish mahsulotlarida kam o'zgaradi.

Kalsiy, kaliy, titan, vanadiy, xrom, marganets, stronsiy, qo'rg'oshin, kadmiylarning miqdorlari flotoboyitmada oraliq mahsulotlar va chiqindilardagidan kam.

Yangi reagent MO-2 bilan tajribalar alohida, BKK



1-rasm. Mis-molibdenli rudalarni bir vaqtning o'zida BKK va MO-1 qo'llab flotatsiyalash sxemasi va reagentlar sarfi

1-jadval

Rudani BKK va MO-1 qo'llab flotatsiyalashda misni aniqlash natijalari

Tahlil usuli	Boyitish mahsulotlari	Chiqishi, %	Miqdori, %		Ajralishi, %	
			Cu	Mo	Cu	Mo
kimyoviy	Boyitma	10,82	4,2	-	92,74	-
RF			5,2258	0,0278	93,34	83,72
kimyoviy	Oraliq mahsulot	4,21	0,3	-	2,57	-
RF			0,4033	0,0038	2,8	4,45
kimyoviy	Chiqindi	84,97	0,022	-	4,69	-
RF			0,0275	0,0005	3,86	11,83
kimyoviy	Ruda	100	0,49	-	100	-
RF			0,60578	0,00359	100	100

ishlatmasdan olib borildi. Tajriba natijalari 2-jadvalda keltirilgan.

2-jadvaldan ko'rinib turibdiki, to'plovchi sifatida faqat MO-2 qo'llanilganda chiqishi 4,4 %, tarkibida 10,9 % mis saqlovchi, misning boyitmaga ajralishi 93,17 % bo'lgan xomaki mis-molibdenli boyitma olinadi.

Rentgenflyuografik tahlil natijalarining ko'rsatishicha flotaboyitmaga mis va molibdendan tashqari kobalt, nikel, rux, mishyak, selen, kumush, surma, oltin, qo'rg'oshin va vismut birikmalari ham o'tadi [2].

Rudani BKK va MO-2 ni birgalikda qo'llab flotatsiyalash natijalari 3-jadvalda keltirilgan.

Keyingi tajribalar mis- molibdenli rudalarda MO - 2 miqdorini kamaytirish orqali olib borildi. Tajriba natijalari 4-jadvalda keltirilgan.

4-jadvaldan ko'rinib turibdiki, to'plovchi reagent sifatida MO-2 ning miqdorini kamaytirib qo'llanilganda chiqishi 8,89 %, tarkibida 5,1 % mis saqlovchi, misning boyitmaga ajralishi 89,07 bo'lgan homaki mis-molibdenli boyitma olindi.

Shunday qilib, tajribalar mis-molibdenli rudaning texnologik namunasida olib borildi. Namunadagi misning miqdori 0,5 %, molibdenning miqdori 0,0055 % ekanligi aniqlandi. Mis-molibdenli rudalarni flotatsiya usulida boyitish turli sxemalar va turli reagentlar yordamida amalga oshirildi. Asos sifatida sulfidril to'plovchi (kaliyning butil ksantogenati BKK) va apolyar to'plovchi (urchuq moyi) qo'llaniluvchi klassik sxema qabul qilindi. Tajribalarning asosiy qismi BKK ni mahalliy xom - ashyo asosida sintez qilingan MO-1 va MO-2 reagentlariga qisman yoki to'liq almashtirish imkoniyatlarini o'rganishga bag'ishlandi [3].

An'anaviy to'plovchi reagent BKK ning -20+10 g/t sarfida chiqishi 9,91 %, tarkibida 3,2 % mis saqlovchi, misning boyitmaga ajralishi 64,19 % ni tashkil qiluvchi xomaki mis-molibdenli boyitma olindi.

O'tkazilgan tadqiqotlar natijasida maxalliy xomayodan sintez qilingan yangi to'plovchi reagentlar mis-molibdenli rudalarni flotatsiyalashda tarkibida 4,2- 10,82 % mis va 0,028 - 0,005 % molibden saqlovchi xomaki boyitma olishga imkon berdi. Misning

2-jadval

Rudani flotatsiyalashda to'plovchi sifatida MO-2 qo'llanilgandagi mis va molibdeni aniqlash natijalari

Tahlil usuli	Boyitish mahsulotlari	Chiqishi, %	Miqdori, %		Ajralishi, %	
			Cu	Mo	Cu	Mo
kimyoviy	Boyitma	4,4	10,9	-	93,17	-
RF			11,3158	0,0521	91,76	73,95
kimyoviy	Oraliq mahsulot	3,9	0,22	-	1,67	-
RF			0,2489	0,0019	1,79	2,39
kimyoviy	Chiqindi	91,7	0,029	-	5,17	-
RF			0,0382	-	6,46	23,66
kimyoviy	Ruda	100	0,52	-	100	-
RF			0,54263	0,0031	100	100

3-jadval

Rudani BKK va MO-2 ni birgalikda qo'llab flotatsiyalash natijalari

Tahlil usuli	Boyitish mahsulotlari	Chiqish, %	Miqdori, %		Ajralishi, %	
			Cu	Mo	Cu	Mo
kimyoviy	Boyitma	7,65	5,5	-	87,21	-
RF			5,66	0,0296	90,85	57,5
kimyoviy	Oraliq mahsulot	3,27	0,47	-	3,19	-
RF			0,3805	0,0076	2,61	6,31
kimyoviy	Chiqindi	89,08	0,052	-	9,6	-
RF			0,035	0,0016	6,54	36,19
kimyoviy	Ruda	100	0,48	-	100	-
RF			0,47661	0,00394	100	100

4-jadval

MO- 2 miqdorini kamaytirib flotatsiyalashda mis miqdorini aniqlash natijalari

Tahlil usuli	Boyitish mahsulotlari	Chiqishi, %	Miqdori, %		Ajralishi, %	
			Cu	Mo	Cu	Mo
kimyoviy	Boyitma	8,89	5,1	-	89,07	-
RF			5,7854	0,0295	91,03	71,14
kimyoviy	Oraliq mahsulot	3,06	0,58	-	3,49	-
RF			0,4501	0,006	2,44	4,98
kimyoviy	Chiqindi	88,05	0,043	-	7,44	-
RF			0,0419	0,001	6,53	23,88
kimyoviy	Ruda	100	0,509	-	100	-
RF			0,56499	0,0037	100	100

xomaki boyitmaga ajralishi 87,21 % dan 93,17 % gacha, molibdenning ajralishi esa 53,16 % dan 83,72 % gachani tashkil etdi. Mis bo'yicha olingan natijalar faqat tayanch sxema natijalari bilan emas, balki misning xomaki

boyitmaga ajralishi bo'yicha ham 17-22 % ga ortiq. Shunga o'xshash natijalar molibdenning ajralishida ham kuzatildi, MO-1 va MO-2 qo'llanilganda molibdenning ajralishi 14 - 26 % ga ortdi.

Bibliografik ro'yax

1. Поляков М.М. Теория и технология флотации руд. М.Недра, 1998, с.72-74.
2. Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов. М.МГГУ 2005, с.351-355.
3. Якубжанова М.Е., Попов Е.Л., Ахмедов Х. Применение нового импортзаменяющего реагента СД-1 при флотации сульфидных руд Узбекистана. Горный вестник Узбекистана, № 44, 2011.

УДК 622.271+622.693.25

© Абдувохидов Ш.А. 2016 г.

РАСЧЕТ БЕЗОПАСНОЙ МОЩНОСТИ БАРЬЕРНОГО ЦЕЛИКА МЕЖДУ КАРЬЕРОМ И ПОДЗЕМНЫМИ ВЫРАБОТКАМИ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Абдувохидов Ш.А., магистрант кафедры «Горное дело» НГГИ

Maqolada ochiq va yer osti kon ishlarida o'zaro ishlarni xavfsiz olib borish uchun to'sin quvvatining hisobi ko'rib chiqilgan. Qazib olish ishlari asosida baryer tseligi to'sig'ini hisobi berilgan.

Tayanch iboralar: ochiq va yer osti kon ishlari, hisob, qazish, havfsizlik, selik quvvati, materiallarning qarshilik nazariyasi, zaiflanish, kon jinrlarining mustahkamligi, ekskavator bosimi, bar'er to'sig'ining qalinligi, ishlab berish sxemasi, konni qavatlarini ishlash.

Power calculation of crown pillar in the management of surface and underground works in the same vertical plane for the conduct of mutual security work is discusses in the article. On the basis of developments proposed to power calculate of barrier cycle.

Key words: open and underground mining operations, calculation, design, safety, power rear sight, the theory of strength of materials, weakening the strength of the rock, the pressure of the excavator, the thickness of the barrier pillar, mining scheme, improvement floors field.

Одновременное ведение открытых и подземных работ в одной вертикальной плоскости при совместной разработке требует надежного обеспечения их взаимной безопасности. Для этого служит барьерный рудный целик (потолочина), оставляемый между карьером и подземными выработками и обрабатываемый открытым способом после создания ниже его искусственного целика.

Создать точный аналитический метод определения безопасной мощности потолочины в сложных горно-геологических условиях весьма трудно. Так, в теории сопротивления материалов нет общепризнанной методики расчета толстых плит, защемленных по контуру и находящихся под действием собственного веса и дополнительной нагрузки (под дополнительной нагрузкой подразумевается вес карьерного оборудования).

Плита-потолочина горных пород должна рассчитываться с учетом их физико-механических свойств, которые не всегда постоянны. При расчете необходимо учитывать возможность образования сводов разгрузки. Мощность целика должна определяться с учетом разрушения верхнего слоя от прямого воздействия взрывов при перебурах скважин на карьере и от общего сейсмического воздействия взрывов. Влияние на физико-механические свойства пород оказывает и время года, особенно в зонах вечной мерзлоты.

С некоторыми допущениями расчет мощности потолочины выполним как для толстой упругой плиты, опирающейся на целики и деформирующейся в упругом режиме. На основании разработок К. В. Руппенейта и Ю. М. Либермана Б. П. Юматов предлагает следующую формулу для расчета безопасной мощности барьерного целика:

$$h_{б.ц} = (0,25\gamma b^2 + \sqrt{(\gamma b)^2 + 800\sigma_b g}) / (98\sigma_b), \quad (1)$$

где γ - удельный вес пород, N/m^3 ; b - пролет обнажения кровли, м; $\sigma_a - \sigma_{из}/(k_3 k_0)$ - предел прочности потолочины при изгибе с учетом запаса прочности k_3 и структурного ослабления k_0 , МПа; $k_3=2\div3$; $k_0=7\div10$ - соответственно коэффициенты запаса прочности и структурного ослабления; $\sigma_{из} - (7\div10\%) \sigma_{сж}$ - предел прочности пород при изгибе, МПа; $g=G/(2b_l r)$ - давление экскаватора на потолочину, МПа; l_r - длина гусеницы, м; b_r - ширина одной гусеницы экскаватора, м; G - вес экскаватора с нагруженным ковшом, Н.

В. П. Боголюбов для расчета мощности барьерного целика предлагает пользоваться формулой

$$h_{б.ц} = (\gamma b_n^2 + \sqrt{(\gamma b_n)^2 + 16\sigma_{из} P_d}) / (8\sigma_{из}), \quad (2)$$

где b_n — ширина обнажения, м;

$P_d = \gamma H_y k_c (k_c + k_{пер}) / k_p$ - динамическая нагрузка от взрываемого массива; H_y - высота уступа, м; k_c $k_{пер}$, k_0 , k_p - соответственно коэффициенты снижения высоты уступа при взрывании (0,8), перебура (0,25), динамической нагрузки (2), разрыхления горной массы (1,2—1,5).

При расчете по формулам (1) и (2) за ширину обнажения обычно принимают ширину единичной камеры, предполагая, что на границах камеры потолочина опирается на целик. Как отмечалось ранее, из-за неполной закладки и отсутствия сцепления с горными породами нагрузка на искусственные целики переходит лишь после выемки естественных целиков, поэтому при пользовании указанными формулами в значение ширины обнажения вводят величину, равную не менее двойной ширине камеры. Принятые параметры рудных барьерных целиков применяются на многих рудниках.

Исследованиями установлено, что сейсмическое воздействие на целики постоянно проводимых массовых взрывов определяется скоростью прохождения в них упругих волн. Радиус сейсмически опасной зоны равен:

$$r_{оп} = 4\sqrt[3]{Q_{ВВ}} \quad (3)$$

где $Q_{ВВ}$ — максимальная масса заряда одной очереди при замедлении в 20—50 ms.

Так как барьерный целик должен гасить сейсмические волны до их распространения в обнаженной кровле, принимаем $h_{б.ц} \geq r_{оп}$.

Расчет по формуле (3) является одновременно и проверкой правильности расчета мощности барьерного целика.

Д.М. Казикаев рекомендует определять толщину барьерного целика по формуле

$$h_{б.ц} = \sqrt{3\beta_0 b_1^2 P' k_0 k_3 / \sigma_p} \quad (4)$$

где β_0 - коэффициент пропорциональности для максимальных растягивающих напряжений, зависит от отношения b/b_1 (большой и малой сторон барьерного целика); σ_p - предел прочности пород целика при растяжении, МПа; k_0 - коэффициент структурного ослабления; P' - давление на целик, МПа.

Таблица 1

Зависимость изменения коэффициента пропорциональности для максимальных растягивающих напряжений, от отношения большой и малой сторон барьерного целика (b/b_1)

b/b_1	1,0	1,2	1,4	1,5
β_0	0,3102	0,3672	0,4284	0,4518

Зависимость β_0 от отношения b/b_1 приведена ниже:

Искусственный барьерный целик, как и естественный, должен обеспечить безопасное ведение открытых работ и устойчивость искусственной кровли подземных камер.

Существенное влияние на устойчивость потолочины оказывает ее слоистость, образуемая из-за глинистых фракций и являющаяся результатом прерывности ведения закладки. Поэтому нижнюю часть камеры закладывают монолитным бетоном при непрерывном ведении работ. Расчет мощности искусственного барьерного целика производят по формуле

$$h'_{б.ц} = \sqrt{l_{э.кв}^2 3k_3 \gamma H / 4\sigma_p}, \quad (4')$$

Для расчета общей толщины искусственного барьерного целика используем формулу

$$h'_{б.ц} = \gamma b^2 k_3 / (400\sigma_{из} k_0 k_b), \quad (5)$$

где γ - удельный вес материала искусственного целика, N/m^3 ; b - ширина камеры, м; $\sigma_{из}$ - предел прочности образца материала искусственного целика при изгибе, МПа; $k_0 = \sigma'_{из} / \sigma_{из}$ - коэффициент структурного ослабления; $\sigma'_{из}$ - предел прочности при изгибе материала искусственного целика в массиве, МПа; $k_b = 0,15\div0,2$ - коэффициент, учитывающий влияние времени (15—24 месяц) на устойчивость обнаженной искусственной потолочины (определяется из опыта).

Заливка днища камеры монолитным бетоном уменьшает общую толщину искусственного бетонного целика, в этом случае в формуле (5) коэффициент структурного ослабления можно не учитывать.

При отработке второго и последующих нижележащих этажей месторождения под искусственным барьерным целиком неполная закладка камер может привести к серьезным осложнениям в работе, так как бетонная плита, обладая очень малой упругостью и лишняя поддержки, будет не прогибаться, а обрушаться. Для повышения устойчивости искусственной

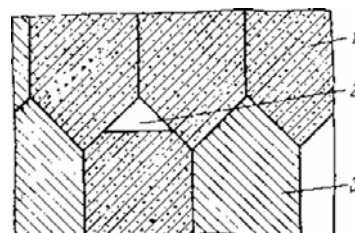


Рис. 1. Схема отработки месторождения с смещением камер на этажах: 1 - камера, заложная твердеющей закладкой; 2 - недозакладка; 3 - неотработанная камера

кровли рекомендуется камеры нижележащего этажа сдвигать на половину ширины вышележащих камер (рис. 1). Такая схема отработки нейтрализует влияние недозакладки на устойчивость кровли, так как она сразу после закладки нижележащей камеры получает достаточную опору.

Этот вариант оформления кровли можно применить и на первом этаже при работе над рудным целиком, но он трудоемок, так как образование свода с помощью скважинных зарядов весьма затруднено, требуется мелко шпуровая отбойка, что не всегда эффективно.

Основные выводы.

Установлено, что искусственный барьерный целик, как и естественный, обеспечивает безопасное ведение открытых работ и устойчивость искусственной кровли подземных камер.

Существенное влияние на устойчивость потолочины оказывает ее слоистость, образуемая из-за глинистых фракций и являющаяся результатом прерывности ведения закладки. Поэтому нижнюю часть камеры закладывают монолитным бетоном при непрерывном ведении работ, который уменьшает общую толщину искусственного бетонного целика, где коэффициент структурного ослабления можно не учитывать.

При отработке второго и последующих нижележащих этажей месторождения под искусственным барьерным целиком неполная закладка камер может привести к серьезным осложнениям в работе, так как бетонная плита, обладая очень малой упругостью и лишенная поддержки, будет не прогибаться, а обрушаться. Для повышения устойчивости искусственной кровли рекомендуется камеры нижележащего этажа сдвигать на половину ширины вышележащих камер.

УДК 669.140.330.15/16

© Юсупходжаев А.А., Саидходжаева Ш.Н., Мирзаянова С.Б. 2016 г.

ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА ВЫПЛАВЛЯЕМОЙ СТАЛИ ДОБАВЛЕНИЕМ МЕСТНЫХ ВТОРИЧНЫХ ТЕХНОГЕННЫХ МАТЕРИАЛОВ

Юсупходжаев А.А., профессор кафедры «Металлургия», ТашГТУ; Саидходжаева Ш.Н., ассистент кафедры «Обработка машиностроительных материалов», ТашГТУ; Мирзаянова С.Б., ассистент кафедры «Металлургия», ТашГТУ

Maqolada maxalliy ikkilamchi texnogen moddalar asosida eritilayotgan po'latni sifatini oshirish masalalari ko'rib chiqilgan. Eritmani qaynashi natijasida po'lat vannasini xarorati va kimyoviy tarkibi tenglanishiga erishiladi. Shu bilan birga metallardan gazlar chiqish intensivlashadi.

Tayanch iboralar: vannani qaynashi, jarayonni intensivlash, eritish, p'latni sifatini oshirish, natriyli selitra, prokat okalinasi, qorishma, kalsinatsiyalangan soda, kislorod, gematit, plavikli shpat, yopishqoqlik, sirt tarangligi, shlakni qotishmasi.

The use of local secondary man-made materials for the intensification of the bath boiling are discussed in the article. When this alignment is achieved by the steel bath temperature and chemical composition, and also intensifies the removal process gases from steel.

Key words: boiling baths, intensifiers process, melting, higher quality steel, sodium nitrate, mill scale, mix, soda ash, oxygen, hematite, fluorspar, viscosity, surface tension, slag crust.

Одним из факторов, повышающих качество выплавляемой стали является кипение ванны в процессе выплавки металла.

С целью ускорения этого процесса в настоящее время в ванну добавляют интенсификаторы кипения, которые представляют собой смесь порошкообразных окисляющих и флюсующих компонентов (с фракцией частиц не более 3 мм). Кипение металла должно способствовать удалению газов из стали [1].

Содержание газов в жидкой ванне в процессе плавки и их концентрация в готовом металле в процессе разлива определяют степень развития дефектов в слитке и прокате, а также многие свойства готовых изделий.

Кипение ванны способствует выравниванию температуры и химического состава стали по всему объему. В области горения топлива, а также в зоне электрических дуг температура расплава заметно выше,

чем в других объемах ванны. Кроме того, повышение температуры приводит к увеличению растворимости примесей и их неравномерности распределения по всему объему ванны. В конечном итоге это может привести к анизотропии свойств и ухудшению качества готового слитка.

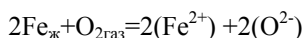
Интенсификаторы представляют собой кислородсодержащие компоненты. При их введении в металл происходит реакция взаимодействия его с углеродом стали. При этом металл энергично кипит во всем объеме отливаемого слитка, и особенно у фронта кристаллизации, где благодаря ликвации углерода и кислорода создаются наиболее благоприятные условия для протекания химических реакций.

В мировой практике в качестве кислородсодержащих компонентов широкое распространение получило использование натриевой селитры (NaNO_3) и кальцинированной соды (NaCO_3) [2].

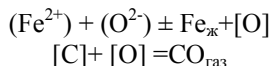
Натриевая селитра плавится в интервале температур 308-318°C и при нагревании выше 350°C разлагаются по стадиям:

1. $2\text{NaNO}_3 = 2\text{NaNO}_2 + \text{O}_2 - 196 \text{ J}$
 2. $2\text{NaNO}_2 = \text{Na}_2\text{O}_2 + \text{N}_2 + \text{O} - 238 \text{ J}$
 3. $\text{NaO}_2 = \text{Na}_2\text{O} + \text{O}, 5\text{O}_2 - 75 \text{ J}$
- $$2\text{NaNO}_3 = \text{Na}_2\text{O} + \text{N}_2 + 2\text{SO}_2 - 509 \text{ J}$$

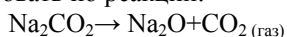
Газообразный кислород при непосредственном контакте с жидким металлом взаимодействуют с ним по схеме:



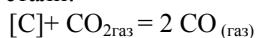
В дальнейшем происходит образование атомарного кислорода, которое взаимодействует с углеродом стали



Кальцинированная сода плавится при температуре 845°C и при присадке в жидкую сталь будет полностью диссоциировать по реакции:



Выделяющаяся CO_2 в дальнейшем взаимодействует с углеродом стали:



При массовом применении указанной смеси выявились следующие недостатки:

Натриевая селитра и кальцинированная сода раздражающе действуют на слизистые оболочки органов дыхания и глаза рабочих, занятых приготовлением смеси и разливкой стали;

При взаимодействии с металлом смесь выделяет большое количество дыма;

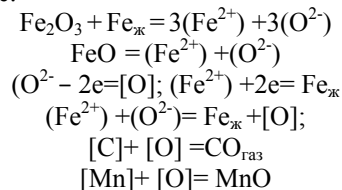
Дефицитность и высокая цена составляющих смеси.

Нами проведены исследования по использованию в качестве интенсификаторов кипения смеси материалов, составленных из вторичных техногенных образований местной металлургической промышленности. За основу мы приняли прокатную окалину, являющуюся отходом производства при обработке стали давлением. Данная окалина (64-67 % FeO и 31-34 % Fe_2O_3) в большом количестве накоплена в АО

«Узметкомбинат» и ежегодно дополнительно образуется до 10-12 тыс. т.

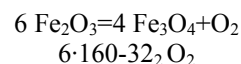
Новый состав интенсификаторов кипения мы подбираем по количеству кислорода, подаваемого к фронту кристаллизации слитка с учетом газообразования и охлаждающего воздействия смеси на металл.

Частицы окалины, попадая в жидкую сталь и расплавляясь, образуют в ней тонкую эмульсию железистого шлака. Ионы оксидов железа восстанавливаются при этом металлом и растворенными в нем примесями по схеме:

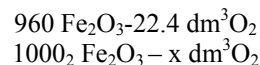


Основной причиной кипения ванны является выделение CO , которое образовалась за счет взаимодействия кислорода шихты с углеродом стали. Из шихты кислород выделяется в результате диссоциации соединений [3].

Подсчитаем, например, количество кислорода, выделяемые 1 kg гематита шихты при диссоциации до Fe_3O_4 :



или



Как видим, только 1 kg гематита при диссоциации даёт более 23 $\text{dm}^3 \text{O}_2$.

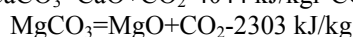
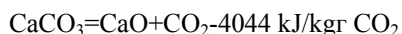
Использование только прокатной окалины в качестве интенсификаторов кипения привело к тому, что на поверхности расплава образовалась слитковая пена. Пена была густой вследствие образования малоподвижного силикатного шлака, из которого через 5-7 мин. кипения слитка возникают твердые шлаковые корки с осевшими на них кристаллами затвердевшей стали. Эти корки ухудшают кипение стали, а иногда при интенсивном кипении они увлекаются потоками металла внутрь слитка, образуя скопление неметаллических включений, резко снижающих качество готового металла. Вследствие этого, необходимо предпринять меры к разжижению слитковой пены.

Из теории пирометаллургических процессов известно, что введение в расплав оксидов одно- и двухвалентных металлов снижает плотность и энергию активации вязкого течения. С целью снижения отрицательного влияния этих свойств на качество стали добавление одновалентных оксидов (типа Me_2O) более эффективно, чем при введении одинакового мольного количества оксидов двухвалентных металлов. Это связано с образованием «мостиковых связей» у двухвалентных металлов с кислородом, которые «сшивают» между собой отдельные кремнекислородные комплексы, чего не наблюдается при введении в расплав Me_2O [4].

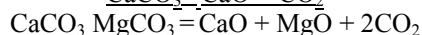
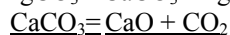
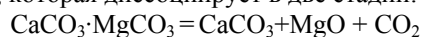
Оксиды одновалентных металлов являются дефицитными и более дорогими. С точки зрения логистики в условиях нашей республики экономичнее добавления оксидов двухвалентных металлов, которые имеются в наличии в достаточных количествах. Кроме того, если использовать не просто оксиды металлов, а их карбонаты, то при их диссоциации выделяется CO₂. Диоксид углерода, взаимодействуя с углеродом стали образует СО, который и является основным интенсификатором кипения ванны.

В качестве такой добавки могут быть использованы карбонаты кальция, магния, железа и марганца.

Известняк и магнезит при нагреве разлагаются по реакциям:



Несколько сложнее протекает реакция разложения доломита, которая диссоциирует в две стадии:



Углекислое железо (минерал сидерит) диссоциирует по реакции:



Образующаяся закись железа в окислительной атмосфере печных газов окисляется преимущественно до Fe₃O₄. Продуктом разложения родохрозита (MnCO₃) в условиях плавильной печи является Mn₃O₄.

Из всех возможных вариантов, мы в качестве интенсификатора кипения выбрали сульфат железа.

Выбор обусловлен его доступностью, низкой ценой, а также тем обстоятельством, что он не увеличивает количество шлака. Образующийся FeO при раскислении восстанавливается до металла и легко ус-

ваивается стальной ванной. Кроме того, для диссоциации FeCO₃ (по сравнению с CaCO₃) в 2 раза требуется меньше тепла. После проведения ряда пробных экспериментов был разработан состав смеси состоящей из 65-75 % прокатной окалины и 25-35 % сульфата железа.

Исследованиями было установлено, что содержание кислорода в металле перед выпуском плавки колебалось в пределах 0,030-0,082 %. После раскисления ферромарганцем и частично алюминием 0,028-0,072 %. Параллельно были проведены поисковые эксперименты с применением в качестве интенсификатора кипения классических реагентов: селитры и кальцинированной соды. Исследования показали, что содержание кислорода в металле после наполнения изложницы с применением обеих смесей практически было одинаковое и составило 0,027-0,043 % при содержании углерода в ковшовой пробе 0,075 %.

Оптимальный расход смесей в зависимости от марки выплавляемого металла составил 355-650 г/т стали.

Таким образом, проведенные нами исследования показали, что для интенсификации кипения сталеплавильной ванны вполне могут быть использованы вторичные техногенные образования местных металлургических заводов. Это дает возможность отказаться от экологически вредных, дефицитных и дорогостоящих химических препаратов.

Внедрение результатов исследований даст значительный экономический эффект, снизит импортную реагентную зависимость, оздоровит экологическую обстановку на рабочем месте и, вместе с тем, повысит комплексность использования сырья в металлургической промышленности республики.

Библиографический список

1. Явойский В.И. Теория процессов производства стали. М.: Металлургия. 1999 – 792с.
2. [http. //www. черная металлургия. ru](http://www.чернаяметаллургия.ru)
3. Куликов И.С. Термическая диссоциация соединения М: Металлургия. 1996-250с.
4. Ванюков В.А. Зайцев В.Я. Теория пирометаллургических процессов М.: Металлургия. 2003-504 с.

УДК 669.2

© Абдурахмонов С.А., Ахтамов Ф.Э. 2016 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ ЦИНКОВЫХ КЕКОВ ТЕРМОПАРООБРАБОТКОЙ

Абдурахмонов С.А., заведующий кафедрой «Металлургия» АГМФ НГГИ, доктор технических наук, проф.; **Ахтамов Ф.Э.**, старший научный сотрудник-исследователь, кафедра «Металлургия» ХМФ НГГИ

Maqolada rux va bir qancha qimmatbaho metallarni ajratib olish uchun rux keklarini suv bug`i ishtirokida termik ishlov berish usuli masalalari ko`rib chiqilgan. 2 soat davomida oltingugurt kislotasining konsentratsiyasi 125-150 g/l,

issiqliqi 75-80°C termik bug'i bilan ishlov berilgan rux keklarini ishqorlash samarali masalalari aniqlangan. Eritmadagi ruh ishlab chiqarish darajasi 85-95 % ni va temir 28,1 % ni, kekni chiqishi esa qoldiq og'irligidan 58-60 % ni tashkil etadi. Olib borilgan ilmiy-tadqiqot ishi natijalari keyingi oltingugurt kislotali ishqorlash rux keklarni samarali ishlab chiqarish imkoniyatini beradi.

Tayanch iboralar: rangli metallar, ruh ishlab chiqarish keki, getit, termik bug bilan ishlov berish, qoldiq ' ishqorlashning optimal sharoitlari, chiqarish darajasi, oltingugurt kislotasi, konsentratsiya, eritma, pishirish, parchalanish, oksidlanish.

The efficient processing of zinc cake by thermocouple method, for additional recovery of zinc and other nonferrous metall. Install optimal conditions of leaching thermocouple treated zinc cakes at a sulfuric acid concentration of 125-150 g/l, temperature of 75-800S and duration 2 hours. The degree of extraction of zinc in the solution is 85-95 % and ferrum 28,1 %, and the yield of cake 58-60 % of weight cinder. These findings enable efficient processing of zinc cakes, followed by sulfuric acid leaching.

Key words: non-ferrous metals, zinc cake production, goethite, thermocouple treated method calcine, the optimum leaching conditions, the degree of extraction, sulfuric acid, the concentration of the solution, roasting, decomposition, oxidation.

Цинковый кек – нерастворимый остаток после выщелачивания цинкового огарка имеет сложный состав, содержит более 20 химических элементов. Минералогическим анализом испытуемого кека установлено, что Zn в кеках содержится в количестве 23 % (в виде – ZnO (0,8 %), ZnSO₄ (1,2 %), 2ZnO·SiO₂ (3,9 %), ZnO·Fe₂O₃ (5,6 %), ZnS (11,5 %)), Fe– в количестве 17,3 % (в виде – FeS (2,5 %), FeO (4,3 %), Fe₂O₃ (8,7 %)), Pb– в количестве 6,43 % (в виде – PbO (4,4 %), PbS (1,9 %)), Cu – в количестве 3,72 % (в виде CuS (1,6 %), CuSO₄ (1,9 %)). Au и Ag находятся в основном в металлическом виде.

В настоящее время в мировой практике применяют пирометаллургические и гидрометаллургические способы переработки цинковых кеков. Пирометаллургические методы переработки кеков отличаются большим разнообразием и основаны главным образом на реакциях восстановления оксида и ферритов цинка с помощью углеродистых восстановителей при относительно высоких температурах, возгонке цинка, свинца, редких металлов и окислении возгонов в газовой фазе.

Наибольшее распространение среди пирометаллургических методов переработки цинковых кеков получил процесс вельцевания (восстановительно-возгоночный обжиг) – при температуре 1000 – 1200 °C с добавкой кокса в количестве 35÷45 % от массы перерабатываемого материала. При этом получают цинковые возгоны и клинкер – остаток от вельцевания, который в свою очередь содержит много ценных компонентов. Цинковые возгоны возвращаются обратно в процесс сернокислотного выщелачивания.

Недостатками вельцпроцесса являются:

- большой расход дорогого и дефицитного кокса;
- необходимость высоких температур для протекания процесса;
- нерешенность вопросов извлечения других ценных компонентов, таких как – Au, Ag, Pb, Cu, Fe и др. из-за отсутствия рациональной технологии переработки медного клинкера.

Гидрометаллургические методы переработки кеков разработаны сравнительно недавно и основаны на реакциях растворения ферритов и сульфида цинка серной кислотой при атмосферном или повышенном давлении с переводом цинка, меди, кадмия, редких металлов и железа в раствор с последующим выделением железа из раствора в виде различных соединений. В настоящее время известны три схемы гидрометаллургической переработки цинковых кеков:

– выщелачивание кека под давлением с выделением железа из раствора в виде гематита (Fe₂O₃) – гематит-процесс;

– выщелачивание кека при атмосферном давлении с выделением железа из раствора в виде гетита (FeOOH) – гетит-процесс;

– выщелачивание кека при атмосферном давлении с выделением железа из раствора в виде ярозита (MeFe₃(SO₄)₂(OH)₆) – ярозит-процесс.

Недостатком гематитной технологии является необходимость использования сложного дорогого оборудования – автоклавов. Недостатком гетитной технологии является значительно большие потери цинка с железным кеком и трудность фильтрации гетитного кека. Недостатком ярозитной технологии является ухудшение очистки растворов от примесей, а также растворы необходимо дополнительно очищать от остаточного железа.

В связи с этим были проведены исследования возможности переработки цинковых кеков способом термопарообработки с последующим сернокислотным выщелачиванием огарка. Термопарообработка способствует к переходу нерастворимых водных растворов соединений металлов в водорастворимую форму.

Огарок термопарообработки выщелачивали раствором серной кислоты. Применение серной кислоты является технологически и экономически оправданным, так как при этом получают раствор сульфата цинка, который

можно вводить в основной цикл цинкового завода. В лабораторных условиях были проведены исследования влияния различных факторов (температура, концентрация кислоты, продолжительность выщелачивания, плотность пульпы и т.д.) на степень извлечения металлов в раствор.

Степень извлечения цинка и других металлов при выщелачивании огарка (Т:Ж=1:5) при 60⁰С находится в определенной зависимости от концентрации серной кислоты (рис.1).

Как видно из результатов опытов с повышением концентрации серной кислоты в растворе (до 150 g/l) растворимость составляющих огарка линейно возрастает. Увеличение концентрации серной кислоты более 150 g/l не дает существенного увеличения степени перевода цинка в раствор, в то время как переход примесей в раствор (особенно железа) начинает возрастать. Для выщелачивания термодарообработанных цинковых кеков серной кислотой рекомендуется концентрацию серной кислоты не выше 150 g/l, этим также можно регулировать степень растворения сопутствующих минералов.

Изучение влияния продолжительности процесса на выщелачивание цинка из продукта сернокислым раствором с концентрацией 150 g/l показывает, что в начальный период (до 60 min) переход цинка в раствор протекает очень интенсивно, а через 120 min устанавливается динамическое равновесие процесса выщелачивания (рис. 2).

Увеличение продолжительности контакта сернокислотного раствора и огарка может привести к повышению содержания примесей в растворе. При выщелачивании огарка с серной кислотой в первую очередь реагируют окисленные минералы цинка и меди. Минералы железа и серебра взаимодействуют с серной кислотой медленно. Поэтому для того, чтобы достичь максимального извлечения цинка при минимальном переходе в раствор примесей, продолжительность выщелачивания можно выбирать 2 h.

Скорость подавляющего большинства химических реакций, а также диффузия с ростом температуры увеличиваются. С повышением температуры наблюдается достаточно медленный рост концентрации цинка в раствор. Однако, начиная с 40⁰С при увеличении продолжительности процесса, происходит более интенсивный прирост степени извлечения цинка и меди. Это объясняется тем, что при повышенных температурах быстрее образуется ZnSO₄. Следует ожидать, что с повышением температуры в дальнейшем скорость растворения будет возрастать. Но вместе с тем надо учитывать, что повышение

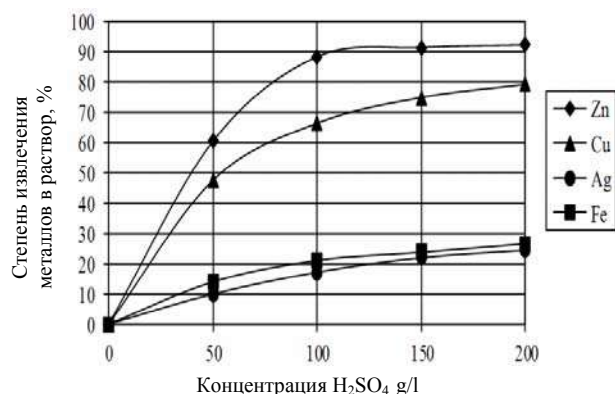


Рис.1. Зависимость степени извлечения металлов в раствор от концентрации кислоты



Рис.2. Зависимость степени извлечения металлов в раствор от продолжительности выщелачивания

температуры незначительно сказывается на растворении полезного компонента (цинка), тогда как переход в раствор примесей при этом сильно возрастает. Повышение температуры более 80⁰С незначительно влияет на выщелачивание цинка, но сильно увеличивает переход в раствор примесей. Необходимый гидродинамический режим для достижения однородной плотности пульпы обеспечивают с помощью механического перемешивающего устройства.

Таким образом, были установлены следующие оптимальные условия выщелачивания термодарообработанного цинкового кека: концентрация серной кислоты 125-150 g/l, температура 75-80⁰С, продолжительность 2 часа. В этих условиях степень извлечения цинка в раствор составляет 85-95 % и железа 28,1 %, а выход кека 58-60 % от веса огарка. Результаты исследования свидетельствуют о возможности эффективной переработки цинковых кеков с последующим сернокислотным выщелачиванием.

ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ БИООКСИЛЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ КОНЦЕНТРАТОВ

Ахатов Н.А., хоким г. Навои

Biooksidlash jarayonida oksidlash darajasini oshirish maqsadida flotokonsentratning qumlik fraksiyasini oldindan maydalash taklif qilingan. Flotokonsentrat zarralarning maydalanishi bilan bioishqorlash tezligi ancha oshib va sianlash orqali chiqarish oshadi. Olingan natijalar shuni kursatdiki, mayda fraksiya ko'payishi biooksidlash jarayonida oksidlash jarayonini ko'tarilishiga va sorbsiya chiqindilarida asosiy elementning pasayishiga olib keladi.

Tayanch iboralar: mineralogik tarkib, tirgak mineral xom-ashyo, nodir metallarning qazib olish klassik uslubi, birlashtirilgan texnologiya, flotatsiya jarayoni, qumlik fraksiya, maydalash, flotokonsentratning fizik-mexanik xossalari, granulometrik tarkib, bioishqorlash, tsianlash.

For increase the degree of oxidation in the process of bio-oxidation, proposed a sand fraction was subjected to flotation concentrate regrinding. With decreasing particle size flotation concentrate bioleaching significantly increased speed and increased extraction by cyanidation. Tests have been conducted on the biooxidation flotation concentrates with a different grain size distribution. The results showed that an increase in the share of fine fractions lead to higher oxidation states during the bio-oxidation and decrease the content of the main element in the tails sorption.

Key words: mineralogical composition, resistant mineral raw materials, the classical method of extracting precious metals, combined technology, flotation process, sand fraction, regrinding, physico-chemical properties of the flotation concentrate, grain size, bioleaching, cyanidation.

Первичные золотосодержащие руды месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау» по своему минералогическому составу и текстурно-структурным характеристикам относятся к категории упорного минерального сырья.

Извлечение благородных металлов, в частности золота, из технологически упорных руд, не поддающихся обработке классическими общепринятыми методами, занимает особое значение в мировой практике, так как запасы легко перерабатываемых окисленных руд во всем мире стремительно истощаются.

Золотосодержащие руды месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау» перерабатываются по комбинированной технологии, включающей флотационное обогащение исходных руд, бактериальное выщелачивание флотационного концентрата и сорбционное цианирование продукта биоокисления. Главными рудными минералами, носителями золота для обоих месторождений, являются пирит и арсенопирит. Характерной особенностью руд является тонкая вкрапленность минералов и присутствие тонкодисперсного золота. Неполное извлечение сульфидов железа и золота на флотационном переделе приводит к безвозвратным потерям металла в технологическом процессе завода. Поэтому специалистами комбината уделяется большое внимание оптимизации процесса флотационного обогащения.

Первоначальная проектная схема флотационного обогащения сульфидных руд была представлена основной, контрольной и перечистой операциями.

В результате того, что золото в сульфидных рудах месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау» является субмикроскопическим (тонкодисперсным), а также неоднородностью физико-химического состава руд месторождения «Кокпатас», эксплуатация проектной схемы

флотации не позволила достичь предусмотренных проектом технологических показателей. Качество флотационного концентрата было на низком уровне, извлечение золота во флотоконцентрат составляло 70-72 %; с высоким содержанием золота в хвостах флотации.

Детальное изучение флотационного процесса, проведение лабораторных исследований показали, что при прямом измельчении до требуемого класса крупности - 0,074 мм, часть золотосодержащих минералов подвергается переизмельчению. Значительная часть золота переходит в шламы (кл.-0,02 мм) которые не флотируются и теряются с хвостами флотации.

Анализ потерь металла в хвостах флотации показывает, что до 60 % металла сосредоточено в классе - 0,044 мм. Ситовые характеристики слива гидроциклонов показали наличие до 65 % кл. - 0,044 мм в питании флотации, при заданном помоле 80-85 % кл. - 0,074 мм. Полученные данные говорили об ошламовании процесса. Общеизвестно, что большое количество шламовых классов в пульпе может полностью расстроить процесс флотации. При измельчении частиц до крупности 8-15 мкм изменяются их физические свойства, нивелируются различия в гидрофильности и гидрофобности рудных и порообразующих минералов, на свойствах которых основан процесс флотации.

Для решения данной проблемы было принято решение о введении между 1 и 2 стадиями измельчения операции межциклоной флотации, состоящей из трех емкостей, что позволило заблаговременно извлекать из процесса от 25 до 40 % золота. Хвосты межциклоной флотации (МЦФ) стали возвращать на доизмельчение и далее по проектной схеме на основную, контрольную и перечистую операции.

Дальнейшие исследования показали возможность получать на грубом помолу (50-55 % кл. – 0,074 mm) в первые 6-8 min. флотации концентрат достаточного качества для вывода концентрата МЦФ в готовый продукт, минуя операцию перераспределения. На основании проведенных исследований, рекомендуемое изменение схемы предусматривало введение операции межциклового флотации на сливе классификаторов первой стадии измельчения, при содержании готового класса (- 0,074 mm) 53-56 %. Полученный флотоконцентрат направляется на сгущение и биоокисление.

На сегодняшний день актуальной проблемой в процессе биоокисления является недостаточная степень окисления сульфидных минералов, содержащихся во флотоконцентрате.

Процесс биоокисления (биовыщелачивания) сульфидных мышьяк содержащих минералов - сложный гетерогенный процесс, скорость которого описывается следующим кинетическим уравнением [1]:

$$V = K \cdot C_6^n \cdot C_{Fe}^n \cdot S,$$

где V - скорость биоокисления; K - константа скорости реакции (зависит от температуры); C_6 - концентрация бактерий (зависит от концентрации O_2 , CO_2 , pH, температуры); C_{Fe} - концентрация трёхвалентного железа; S - поверхность твёрдого вещества (частиц флотоконцентрата); n - порядок реакции, каждый для C_6 и C_{Fe} .

Из уравнения видно, что скорость биоокисления пропорциональна поверхности флотоконцентрата.

Скорость биоокисления (биовыщелачивания) определяется не скоростью химических реакций, происходящих на границе твёрдой и жидкой фаз, а скоростью диффузионных процессов, т.е. процесс протекает в диффузионном слое [2]. Скорость диффузионного процесса описывается уравнением:

$$\frac{dQ}{d\tau} = \frac{D}{\delta} \cdot S \cdot dC/dx$$

где $\frac{dQ}{d\tau}$ - количество вещества, растворяющегося в единицу времени; D - коэффициент диффузии растворимого вещества; δ - толщина диффузионного слоя; S - поверхность соприкосновения фаз или площадь растворимой поверхности; dC/dx - градиент концентрации, т.е. разность концентрации растворённого вещества у поверхности и в толще выщелачивающего раствора.

Из уравнения диффузии видно, что скорость диффузионного процесса также зависит от поверхности флотоконцентрата.

Следовательно, физико-химические свойства флотоконцентрата и его гранулометрический состав являются одним из основных параметров, определяющих кинетику и полноту его биоокисления. В работе [3] рекомендуется биоокислению подвергать флотоконцентрат измельчённый до 80 % класса - 0,074 mm. В работе [4] утверждается, что для золотомышьяковых концентратов крупность частиц должна быть не менее 90-95 % класса - 0,074 mm (около 80-85 % класса - 0,044 mm), а в отдельных случаях, например, при очень тонкой вкрапленности арсенопирита, она должна быть доведена до крупности 90-98 % класса - 0,044 mm.

Для решения данной проблемы и увеличения степени окисления в процессе биоокисления, предлагается песковую фракцию флотоконцентрата подвергнуть доизмельчению.

С уменьшением крупности частиц флотоконцентрата значительно повышается скорость биовыщелачивания и повышается извлечение цианированием. Были проведены испытания по биоокислению флотоконцентратов с различным гранулометрическим составом.

Полученные результаты показали, что увеличение доли мелких фракций привело к повышению степени окисления в процессе биоокисления и снижению содержания основного элемента в хвостах сорбции. С учетом снижения содержания основного элемента со сбросными хвостами сорбции, обеспечивается увеличение извлечения в сорбционном процессе на 1-2 %.

Библиографический список

1. Зеликман А.Н., Вольдман Г.М., Белявская Л.В. Теория гидрометаллургических процессов. – М.: Металлургия, 1975.
2. Польшин С.И., Адамов Э.В., Панин В.В. Технология бактериального выщелачивания цветных и редких металлов. – М.: Недра, 1982.
3. Rawlings D.E., Jonson D.E., Biomining. – Veriag Berlin Heidelberg: Springer, 2007.
4. Адамов Э.В., Разработка научных основ биотехнологии чанового процесса бактериального выщелачивания сульфидных концентратов. – Автореферат докторской диссертации. – М.: МИСус, 1989.

СТРУКТУРНЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ВЗВЕШЕННЫХ СЛОЕВ ПОЛИДИСПЕРСНЫХ ЗЕРНИСТЫХ МАТЕРИАЛОВ

Худойбердиева Н.Ш., старший преподаватель кафедры «Химическая технология» НГГИ; Бахронов Х.Ш., и.о. профессора кафедры «Химическая технология» НГГИ; Эрназаров К.А., магистрант кафедры «Химия и экология» НГГИ

Maqolada turli xil polidispers donador materiallarning mavhum qaynayotgan qatlamlarining strukturasi doir eksperimental tadqiqotlar natijalari keltirilgan. Mavhum qaynayotgan qatlamlarning kengayish darajasiga zarrachalarning o'lchami va materialining zichligi sezilarli ta'sir ko'rsatishi o'rnatilgan. Qaynayotgan qatlam strukturasi bo'yicha olingan tajriba ma'lumotlari ko'pchilik uchun ma'lum bo'lgan tenglamalar hisoblarining natijalariga mos kelishi qayd etilgan.

Tayanch iboralar: *issiqlik va modda o'tkazish, diametr, zichlik, mavhum qaynash holati, mavhum qaynayotgan qatlamlarining kengayishi, g'ovaklik, zarrachalarning shakli, mavhum qaynash soni, qarshilik, qatlam usti maydoni, taqqoslash.*

The results of experimental studies on the structure of fluidized bed of polydisperse granular material. Substantial effect of particle size and density of the material on the expansion ratio of fluidized beds. It is noted that the obtained experimental data on the structure of the fluidized bed according to the result of calculations by the well-known equations.

Key words: *heat transfer and mass, diameter, density, fluid bed, fluidized bed expansion, porosity, particle shape, number fluidization resistance subsurface space, comparison.*

Интенсивность процессов переноса тепла и массы в псевдооживенных системах зависит от гидродинамики и структуры слоя. В инженерной практике особенно важно уметь заранее оценить удельный расход жидкости, необходимый для перевода частиц зернистого слоя различного диаметра и плотности, в псевдооживенное состояние и зависимости расширения взвешенного слоя от этого расхода. Также, как при проектировании аппаратов с кипящим слоем, так и при их эксплуатации важно знать степень расширения R псевдооживенного слоя при различных скоростях оживающего агента, которая равна:

$$R = H/H_0 = (1 - \epsilon_0)/(1 - \epsilon) \quad (1)$$

где H -высота псевдооживенного слоя; H_0 -высота стационарного слоя; ϵ_0 -порозность стационарного слоя; ϵ -порозность кипящего слоя.

Величина R не только диктует рабочую высоту аппаратов, но также является одной из важнейших характеристик состояния псевдооживенных систем. Так, она характеризует интенсивность перемешивания в псевдооживенном слое и эффективность выравнивания параметров и свойств среды по объему слоя в результате этого перемешивания. Степень расширения и порозность взвешенного слоя, будучи связаны со структурой слоя, оказывают существенное, а часто и определяющее влияние на протекание тепло- и массообменных процессов, на ход химических превращений в псевдооживенном слое.

Экспериментальное исследование структуры псевдооживенного слоя проводили на лабораторном стенде в колоннах с диаметром 20, 22, 36 и 45,1 mm. Диапазон изменения скорости воды в аппарате составлял 0,0018-0,67 m/s, начальная статическая высота слоя во всех опытах варировалась в пределах 10-30 см. В качестве зернистого слоя использовали частицы неправильной формы гравия, округлые стекла, свинца и катионита КУ-2-8.

Средняя порозность псевдооживенного слоя, определялась обычным способом. Экспериментальные значения скорости начала псевдооживения хорошо совпадали с вычисленными по известной формуле Годеса для всех использованной фракции зернистого

материала. В проведенных опытах измеряли также порозность взвешенного слоя и степень ее расширения H/H_0 .

Результаты экспериментов по расширению псевдооживенного слоя различных частиц представлены на рис. 1, в виде зависимости степени расширения слоя от скорости оживающего агента w . Видно, что все слои исследованных частиц во всем интервале скоростей жидкости более или менее интенсивно расширяются, в зависимости от плотности частиц. Отметим, что степень расширения и естественно динамическая высота взвешенного слоя более легких частиц возрастает с увеличением скорости потока интенсивнее, чем тяжелые частицы. Такая картина связана с расширением диапазона существования псевдооживения по скорости оживающего агента при увеличении плотности материала и диаметра частиц.

Во всех опытах отмечены, типичные для псевдооживения капельной жидкостью четкая верхняя граница слоя, отсутствие склонности к агрегированию, практическое равенство теоретически рассчитанного и измеренного перепадов давления в слое.

Наблюденно интенсивное перемешивание кипящего слоя, что, скорее всего, происходит из-за неправильности формы реальных частиц. Обычно центр

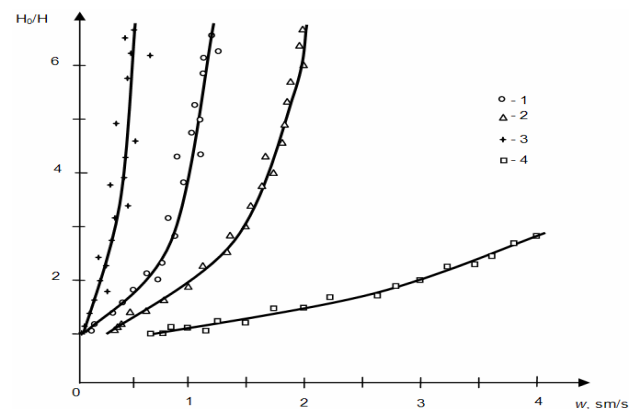


Рис. 1. Зависимость степени расширения взвешенного слоя от скорости: частицы: гравия - 1- $d=1,3$ мм; 2- $d=3,04$ мм; 3-катионит КУ-2-8 $d=0,84$ мм; 4-свинцовый дробь $d=1,84$ мм.

тяжести частицы не совпадает с центром приложения подъемной силы потока и образуется вращающий момент. Повернувшись, частица изменяет свою парусность, благодаря чему она летит вверх или вниз. Это движение вызывает местную пульсацию скоростей, что также способствует интенсивному перемешиванию. Кроме того, скорости распределены по сечению сосуда также неравномерно, что приводит к циркуляции частиц в слое. Кипящий слой является совокупностью взвешенных частиц, максимально сконцентрированных в объеме за счет их собственного веса. Сопротивление взвешенного слоя при постоянном весе материала не изменяется и не зависит от скорости потока. Величина этого сопротивления соответствует весу материала на единицу поверхности распределительной решетки. Начало процесса псевдооживления определяется обычно по точке перелома кривой сопротивления слоя, где сопротивление фильтрующего слоя равно сопротивлению кипящего слоя.

Следует отметить, что в одинаковых гидродинамических условиях слои из частиц неправильной формы, расширение которых начинается с больших значений порозности неподвижного слоя зернистого материала, имеют большую степень расширения в рабочем состоянии.

Существенное влияние плотности твердых частиц на свойства псевдооживленной системы является хорошо известным фактором. При увеличении плотности обычно образуется менее однородная система. На первый взгляд, обычно, неожиданно, что уменьшение размеров частиц также приводит к отклонениям от идеальной системы. Большой разброс опытных точек при оживлении свинцовой дроби водой является доказательством вышесказанного.

Из графика зависимости степени расширения псевдооживленного слоя различных неправильных частиц от скорости оживающего агента также видно, что расширение более легких частиц гораздо интенсивнее, чем тяжелых частиц. Отметим, что с увеличением плотности частиц зернистого материала диапазон существования псевдооживленного слоя существенно расширяется.

Нами установлено, что псевдооживление слоя графия с диаметром 1,3 мм и высотой статического слоя $H_0=10$ см начинается при скорости жидкости $w=0,006$ м/с и проявляется в виде слабого шевеления частиц и медленного расширения слоя зерен. Кривая зависимости гидравлического сопротивления от скорости воды для всех зернистых материалов монотонна, не имеет явно выраженного пика псевдооживления. Можно наблюдать лишь некоторые, не вполне явно выраженные точки перелома при $w=(6-8) \cdot 10^{-3}$ м/с. Отметим, что кривая $\Delta p=f(w)$ для колонны диаметром 20 мм имеет нечетко выраженный пик давления, который становится все более резким с возрастанием высоты стационарного слоя сыпучего материала. Этот факт подтверждает, что если диаметр частиц

не пренебрежимо мал по сравнению с диаметром аппарата, при исследовании расширения слоя следует ввести поправку на стесненность движения одиночной частицы в трубе. Этот эффект не должен существенно сказываться при $d/D < 0,05$.

Опытные данные обобщены также в виде зависимости порозности взвешенного слоя от числа псевдооживления, которое равно отношению рабочей скорости оживающего агента к скорости начала псевдооживления: $K_{\text{в}}=w/w_0$. Эти данные показали, что с ростом $K_{\text{в}}$ порозность взвешенного слоя монотонно увеличивается.

Визуальные наблюдения показали, что в верхней зоне взвешенного слоя, накапливается интенсивно движущиеся группа частиц («пакеты») с наименьшим размером, которые статически выбрасываются с различными начальными скоростями. При этом каждая группа после поднятия на определенную высоту падают обратно. Частицы с очень большими начальными скоростями выброса поднимаются до верхнего уровня надслоевого пространства и выносятся потоком оживающего агента из аппарата. Находящиеся в надслоевом пространстве частицы и группы частиц движутся с различными скоростями вверх и вниз. Высота такой зоны выброса составляет около 10 % от общей высоты взвешенного слоя.

С целью сравнения с литературными данными, результаты тех экспериментов, при которых отсутствовало поршннеобразование (опыты, проведенные в колоннах наибольшего размера), обработаны в виде зависимости критерия Рейнольдса от порозности кипящего слоя. Опытные значения расширения кипящего слоя сопоставлены с результатами общеизвестной универсальной и одновременно простой формулы Тодеса [1]:

$$\varepsilon=[(18\text{Re}+0,36\text{Re}^2)/\text{Ar}]^{0,21} \quad (2)$$

Следует отметить, что степень расширения кипящего слоя в аппарате малого диаметра больше, чем в аппарате большого размера при прочих равных условиях. Основной причиной такого различия является порозность неподвижного слоя e_0 . При меньших значениях отношения D/d , значение e_0 больше, чем в аппаратах, большого диаметра. В одинаковых гидродинамических условиях слои, для которых расширение начинается с больших значений порозности, имеют большую степень расширения в рабочем состоянии.

Сопоставлением опытных значений порозности псевдооживленного слоя с рассчитанными по уравнению (2) получен максимальный процент расхождения - 8 %. Отметим, что расхождение опытных значений ε от вычисленных по формуле (2) возрастает с уменьшением D/d .

Сравнение полученных при обработке опытных данных, по расширению взвешенного слоя с рассчитанными по известной методике Ричардсона и Заки для переходного и турбулентного режимов движения показало их хорошее совпадение.

Библиографический список

1. Тодес О.М., Цитович О.Б. Аппараты с кипящим зернистым слоем: гидравлические и тепловые основы работы. - Л.: Химия, 1981. - 296 с.

ЛАБОРАТОРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССА ЗАКИСЛЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

Адылова Н.А., магистрант II курса кафедры «Металлургия», НГГИ

Ushbu maqolada Ko'kpatas va Daug'iztau konlarini zabalans rudalarini bakterial to'p tanlab eritmaga o'tkazish imkoniyati ko'rib chiqilgan. Bu tajribalar Navoiy kon-metallurgiya kombinatni Markaziy ilmiy-tadqiqot laboratoriyasida o'tkazildi. Bakterial to'p ishqorlash o'tkazishda jarayonlarning salbiy omillari muammolarini hal etish yo'llari ochib berilgan. pH darajasida o'zgarishlar dinamikasi keltirilgan, ilk rudaning kimyoviy tarkibi tahlili o'tkazilgan, shunga asosan qattiq probalarni namlik va kislotalik sig'implarini aniqlash metodikalarini tuzilib chiqilgan.

Tayanch iboralar: oltin rudalar, Ko'kpatas, Daug'iztau, to'p tanlab eritmaga o'tkazish, qattiq misollarni oksidlash, namlik sig'imi, tuz tarkibi, bakteriyalar yordamida ishqorlash, katta laboratoriya sinovlari, oksidlash jarayoni, o'rta pH o'zgarishlar dinamikasi, boshlang'ich rudani va suvning qaytishidagi kimyoviy tarkib, namlik va kislotalik sig'implari metodikasi, oltin mahalliy rudalarni qayta ishlash, tug'ma oltin, mikrokiritishlar, boshlang'ich sulfidli rudalar, uglerodli materiallar.

In this article consider a question of the possibility of bacterial heap leaching resistant off-balance ores deposits of Kokpatas and Daugyztau as an example of consolidated conducting laboratory tests at the Central Research Laboratory of the Navoi Mining and Metallurgical Combinat. Identified negative factors of acidification process for bacterial heap leaching, and discussed ways to solve this problem. The dynamics of changes in the level of pH, carried out an analysis of the chemical composition of the initial ore and sinks in the process of acidification on which developed methods to determine the moisture capacity and acid consumption of solid samples.

Key words: refractory gold ore, Kokpatas, Daugyztau, heap leaching, acidification of solid samples, moisture capacity, salt composition of plum, bacterial leaching, bigger laboratory tests, the acidification process, changes in the pH of the medium, the chemical composition of the original ore and sinks, the method to determine the moisture capacity and acid consumption of solid samples, processing of indigenous gold ore, native gold, micro-inclusions, primary sulfide ore, carbonaceous material.

Метод кучного выщелачивания широко развит при производстве благородных металлов ввиду простоты аппаратного оформления, низких капитальных и производственных затрат, позволяющих экономично перерабатывать бедные и забалансовые руды. Обычно этим методом перерабатывают золотосодержащее сырье, в котором благородные металлы находятся преимущественно в легкоцианируемой форме. В основном это руды окисленные, или зоны коры выветривания коренных месторождений золота.

В настоящее время запасы легко перерабатываемых окисленных золотосодержащих руд истощаются, и возникает необходимость увеличения объемов переработки золотосульфидных руд, которые по своим характеристикам относятся к упорным. Упорными они являются вследствие тонкой вкрапленности золота в сульфидах, что требует более сложных и развитых технологий переработки. В связи с этим широкий круг исследователей в последние годы занимается изучением процессов предварительного биоокисления сульфидных руд методом кучного выщелачивания, ввиду очевидности экологических и экономических преимуществ перед остальными технологиче-

скими схемами вскрытия золота (окислительный обжиг, автоклавное выщелачивание, чановое биовыщелачивание).

Однако проведенный анализ проблем кучного выщелачивания с применением микроорганизмов показывает, что необходимо строгое апробирование метода, так как региональный состав руд и вмещающих пород требует индивидуальных подходов к технологии ведения процесса. Методы переработки упорных золотосульфидных руд с тонковкрапленным золотом зависят от многих параметров, включающих в себя вещественный состав, физико-химические и технологические свойства.

Проблема переработки упорных руд с забалансовым содержанием золота стоит и перед Навоийским ГМК, в частности для месторождений Кокпатас и Даугызтау.

В Узбекистане имеется огромный опыт в области микробиологической обработки упорных руд различных месторождений. Данным направлением занимается Институт микробиологии АН РУз. В области горнорудного производства сотрудниками института была создана биотехнология вскрытия золота из

упорных золотомышьяковистых концентратов при участии бактерий *Acidithiobacillusferrooxidans*.

В данный момент в Центральной научно-исследовательской лаборатории НГМК, по инновационному проекту, совместно с Институтом микробиологии АН РУз. проводится работа по лабораторному изучению возможности кучного биовыщелачивания золотосульфидных забалансовых руд месторождений Кокпатас и Даугызтау.

Для лабораторных исследований в ЦНИЛ были доставлены пробы с каждого месторождения.

Материалы проб по вещественному составу представляют метасоматически измененные (окварцованные) песчаники, углисто-кварц-хлоритовые сланцы серого и темно серого цвета. Наблюдаются прожилки кварца, сульфидная минерализация в виде вкрапленности кристаллов пирита и арсенопирита.

Пирит образует тонкую вкрапленность, представлен в виде кристаллов изометрической формы пентагондодекаэдра, куба и их обломков, зерен неправильной формы, сплошных зернистых масс. Встречается в виде друз, двойников. Арсенопирит в пробах встречается в виде мелкой вкрапленности, единичных зерен. Формы отдельных кристаллов вытянутые. Также в пробах встречаются сульфидные минералы: халькопирит, галенит. При визуальном осмотре пробы руды под биноклем видимые знаки самородного золота не обнаружены. Предположительно основная часть золота находится в виде субмикроскопических включений в сульфидах.

Минеральный состав руд месторождений Кокпатас и Даугызтау примерно одинаков по характеру золотой минерализации, формам нахождения золота и факторам, вызывающим их технологическую упорность. В связи с этим, рассматривается возможность переработки сульфидных руд данных месторождений по единой технологии.

Согласно данных химического анализа (табл. 1 и 2) руда месторождения Кокпатас содержит большее количество карбонатов, окислов кальция, калия, магния, марганца и железа.

Таблица 1
Химический состав исходных проб

Пробы	Содержание, %					
	Fe _{общ}	S _{общ}	S _s	CO ₂	C _{орг}	C _{общ}
Кокпатас	5,9	3,67	1,91	6,02	0,32	1,96
Даугызтау	3,95	2,14	1,40	2,64	0,45	1,17

Таблица 2

Пробы	Содержание, %									
	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	FeO	TiO ₂	Na ₂ O	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	K ₂ O	MnO
Кокпатас	50,6	3,1	3,2	1,4	2,0	14,1	5,1	3,4	2,8	0,057
Даугызтау	61,7	2,79	2,89	0,93	0,6	14,6	0,92	2,1	3,2	0,02

Таблица 3
Результаты рационального анализа с указанием форм нахождения золота и его характер связи с рудными компонентами

Наименование пробы	Кокпатас	Даугызтау
Размерность	%	%
Свободное и в виде сростков (цианируемое)	37,5	15,3
Цианируемое после обработки NaOH (покрытое плёнками, ассоциированное с антимонитом и аморфным кремнеземом)	12,5	13,3
Цианируемое после обработки HCl (связанное с оксидами, гидроксидами железа, карбонатами, хлоритами)	12,5	19,7
Ассоциированное с сульфидами и углеродистым веществом в том числе:		
Извлекаемое цианированием после обработки HNO ₃ (ассоциированное с сульфидами)	27,5	13,3
Извлекаемое цианированием после окислительного обжига при t=650° C (ассоциированное с углеродистым веществом и тонко вкрапленными в него сульфидами)	9,2	18,3
Тонко вкрапленное в породообразующие минералы	0,8	20,1
Итого в исходной пробе (по балансу)	100,0	100,0

По данным рационального анализа (табл. 3) в пробе руды Даугызтау содержится практически в два раза меньше свободно цианируемого золота, чем в пробе месторождения Кокпатас, количество золота связанного с сульфидами составляет 31,6 % и 36,7 % соответственно, но в руде Даугызтау большая часть сульфидного золота ассоциирована с углеродистым веществом и 20 % с породообразующими минералами. В обеих пробах значительное количество золота (25-33 %) ассоциировано с оксидами и гидроксидами железа, покрытого пленками, связанного с карбонатами и хлоритами.

Для определения оптимальной крупности материала для выщелачивания, перед загрузкой в реактора проводился гранулометрический анализ проб руды дробленной до класса крупности - 5,0 mm и -3,0 mm. Как видно из приведенных данных (табл. 4), при дроблении до класса - 5,0 mm в руде Даугызтау содержание класса - 0,5 mm получено 40,17 %, при распределении в него золота, сульфидной серы, мышьяка и органического углерода 52,31 %, 47,39 %, 50,46 % и 48,03 % соответственно. В руде месторождения Кокпатас, при такой же крупности дробления, содержание класса -0,5 mm получено 19,29 %, при распределении в него золота, сульфидной серы, мышьяка и ор-

Таблица 4
Результаты гранулометрического анализа с указанием
распределения золота и примесей по классам крупности

Класс крупности, mm	Выход, %	Распределение, %			
		Au	Ss	As	Сор.
Гранулометрический состав руды Кокпатас дробленой до кл -5,0 mm					
-5+3,0	39,63	45,31	39,62	41,81	55,05
-3+1.0	29,06	19,38	29,96	28,34	21,89
-1+0.5	12,03	13,75	10,13	10,30	6,23
Итого кл + 0,5 mm	80,71	78,44	79,71	80,45	83,18
-0.5+0.25	7,28	7,63	7,65	5,66	3,94
-0,5+0,16	2,68	2,55	3,01	2,56	1,64
-0,16+0,074	3,68	4,91	4,58	4,25	3,12
-0,074	5,65	6,46	5,04	7,09	8,12
Итого кл - 0,5 mm	19,29	21,56	20,29	19,55	16,82
Итого:	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
Гранулометрический состав руды Кокпатас дробленой до кл. -3,0 mm					
+2,0	24,19	20,24	21,29	25,06	19,13
-2+1.0	23,71	27,91	22,29	23,66	26,91
-1+0.5	20,93	18,06	20,22	19,68	17,99
Итого кл. + 0,5 mm	68,82	66,22	63,80	68,40	64,03
-0.5+0.25	11,57	12,11	11,11	10,66	11,54
-0,5+0,16	4,30	4,05	5,61	3,79	4,29
-0,16+0,074	5,90	8,03	8,60	5,78	5,28
-0,074	9,40	9,59	10,89	11,36	14,87
Итого кл. - 0,5 mm	31,18	33,78	36,20	31,60	35,97
Итого:	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
Гранулометрический состав руды Даугызтау дробленой до кл. -5,0 mm					
	16,40	11,80	12,44	12,54	13,42
-3+2,0	15,93	12,34	14,47	12,90	13,89
-2+1.0	14,40	11,95	13,74	12,31	12,55
-1+0.5	13,10	11,60	11,97	11,79	12,12
Итого кл + 0,5 mm	59,83	47,69	52,61	49,54	51,97
-0.5+0.25	10,70	11,25	12,11	10,59	10,28
-0,5+0,16	4,50	5,73	4,78	5,06	4,64
-0,16+0,074	7,67	9,97	10,31	10,69	8,18
-0,074	17,30	25,37	20,18	24,12	24,93
Итого кл - 0,5 mm	40,17	52,31	47,39	50,46	48,03
Итого:	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

ганического углерода 21,56%, 20,29%, 19,55% и 16,82% соответственно. Значительное количество золота (45,31%), серы (39,62%) и мышьяка (41,81%) осталось в довольно крупном классе -5,0 +3,0 мм, что могло осложнить процесс дальнейшей деструктуризации и окисления золотосодержащих сульфидных минералов. Поэтому руда месторождения Кокпатас подверглась дальнейшему дроблению до класса -3,0

мм, что позволило повысить распределение золота, сульфидной серы и мышьяка в класс - 0,5 мм до 33,78 %, 36,2 % и 31,6 %.

Для проведения укрупненно-лабораторных испытаний кучного биовыщелачивания золотосульфидных забалансовых руд месторождений Кокпатас и Даугызтау было сформировано 3 колонки, высотой 1470 мм и диаметром 170 мм. В каждую колонку загружалась по 40-45 кг руды. В две колонки засыпалась руда месторождения Кокпатас крупностью -5,0 мм и -3,0 мм, и в одну колонку руда месторождения Даугызтау крупностью -5,0 мм. Влагоемкость руды Кокпатас крупностью - 5,0 мм составила 8,0 %, крупностью -3,0 мм 11,0 %, влагоемкость руды Даугызтау составила 15,0 %, что обусловлено более мелким грансоставом пробы.

Закисление руды в колонках проводилось с использованием технической серной кислоты до конечного pH стоков 2-2,5. В процессе закисления руды определялась проницаемость руды и учитывался расход серной кислоты. Первоначально закисление проводилось в мягком режиме при использовании оборотных растворов. Колонки орошались растворами с pH 5,5-6 до достижения такого же значения в стоках, затем кислотность орошающих растворов снижалась. В процессе проведения работ было отмечено, что закисление проходило очень медленно, pH стоков практически не снижался, проницаемость колонок ухудшалась. Скорость орошения колонок с рудой месторождения Кокпатас крупностью - 5,0 мм за 25 d снизилась с 2,5 л/ч до 2 л/ч, на руде крупностью -3,0 мм с 2,1 л/ч до 1,6 л/ч, на руде Даугызтау с 1,7 л/ч до 1,3 л/ч при pH стоков 5,3-5,8.

Из литературных данных известно о негативном влиянии карбонатных составляющих руды на процесс закисления. В связи с этим был проведен химический анализ стоков закисления в сравнении с исходной водой подаваемой на орошение (табл. 5).

Анализ растворов показал значительное накопление в оборотных растворах ионов магния, марганца, калия, натрия, кальция и хлора. Увеличение сухого остатка увеличилось с 1,1 г/л в исходной воде до 6,0 г/л в оборотных растворах колонок с рудой Кокпатас и до 8,0 г/л в растворах колонок с рудой Даугызтау. Так же, в оборотных растворах отмечено наличие ионов металлов никеля, цинка, свинца и кобальта.

Таблица 5

Химический состав воды и оборотных растворов

Содержание, %														
Химический состав воды, используемой для приготовления кислотных растворов														
SO ₄	Fe _{общ}	As	Co	Cu	Ni	Zn	Pb	Mg	Cr	Mn	K	Na	Ca	Cl
g/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l
0,36	<0,2	<20,0	<0,2	<0,1	<0,2	<0,1	0,16	65,50	<0,2	<0,2	50,40	92,10	69,50	0,0
Химический состав оборотных растворов стоков орошения при закислении колонки № 1 (Кокпатас - 5 мм)														
2,40	<0,2	0,26	0,12	<0,2	0,35	<0,1	0,13	316,16	0,05	2,63	150,4	149,00	561,12	127,62
Химический состав оборотных растворов стоков орошения при закислении колонки № 2 (Кокпатас - 3 мм)														
2,40	<0,2	0,28	0,12	<0,2	0,36	<0,1	0,13	356,16	0,05	2,8	148,4	153,00	601,2	126,4
Химический состав оборотных растворов стоков орошения при закислении колонки № 3 (Даугызтау - 5 мм)														
2,60	<0,2	0,18	0,71	<0,2	4,75	0,8	0,09	140,2	0,02	46,3	132,3	293	485	290

Таблица 6

Химический состав стоков при орошении растворами приготовленными на свежей воде

Содержание, %														
SO ₄	Fe _{общ}	As	Co	Cu	Ni	Zn	Pb	Mg	Cr	Mn	K	Na	Ca	Cl
g/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l	mg/l
Химический состав оборотных растворов стоков орошения при закислении колонки № 1 (Кокпатас - 5 мм)														
2,40	<0,2	0,16	0,1	<0,2	0,15	<0,1	0,06	126,16	0,01	0,63	50,4	109,00	561,12	67,62
Химический состав оборотных растворов стоков орошения при закислении колонки № 2 (Кокпатас - 3 мм)														
2,40	<0,2	0,18	0,1	<0,2	0,16	<0,1	0,05	176,16	0,01	0,8	58,4	103,00	601,2	66,4
Химический состав оборотных растворов стоков орошения при закислении колонки № 3 (Даугызтау - 5 мм)														
2,60	<0,2	0,09	0,21	<0,2	1,75	0,2	0,04	80,2	0,01	16,3	52,3	193	485	130

В связи с полученными данными, было принято решение готовить растворы для орошения на свежей воде (без применения оборотных растворов), процесс закисления стал проходить быстрее, снизился ионный состав стоков (табл. 6), несколько улучшилась проницаемость колонок, но значительно увеличился расход кислоты и соответственно воды. За десять суток непрерывного орошения pH стоков составило 4,2-4,6.

На следующем этапе, закисление проводилось в жестком режиме: колонки орошались растворами с pH 2-2,5/ Через 15 d непрерывного орошения pH в стоках составил 2,5. На рис. 1 представлен график динамики закисления.

Перед засевом колонок иннокулянт с верхнего слоя колонок были отобраны пробы и процианированы в режиме рационального анализа, т. е. при концентрации цианида 1000 mg/l в течение 24 h, для определения доли свободного золота. Результаты сорбционного цианирования показали, что извлечение золота из руды Кокпатас крупностью -5,0 mm составило 40,2 %, крупностью -3,0 mm 41,6 % и руды Даугызтау 23,6 %. Полученные данные говорят о том,

что в процессе закисления и разрушением карбонатных пород произошла деструктизация материала, частичное освобождение золота от покрывающих его пленок. Только этим можно объяснить увеличение доли цианируемого золота в исследуемых пробах, так как по данным рационального анализа доля цианируемого золота в руде Кокпатас составляла 37,5 %, в руде Даугызтау 15,3 %. Следует так же отметить, что увеличение доли цианируемого золота зависит от распределения золота по классам крупности. Как указывалось выше, в руде Даугызтау процент распределения золота в мелкие классы выше, чем в руде Кокпатас и увеличение циануруемого золота составило 8,3 %, в руде Кокпатас, при крупности исходной пробы -5,0 mm доля цианируемого золота увеличилась на 2,7 %, на пробе крупностью -3,0 mm на 4,1 %. На основании проведенных исследований по бактериальному выщелачиванию можно сделать следующие предварительные выводы.

Руды месторождений Кокпатас и Даугызтау из-за повышенной карбонатности трудно поддаются закислению. При использовании оборотных растворов наблюдается повышение солевого состава стоков, из-за

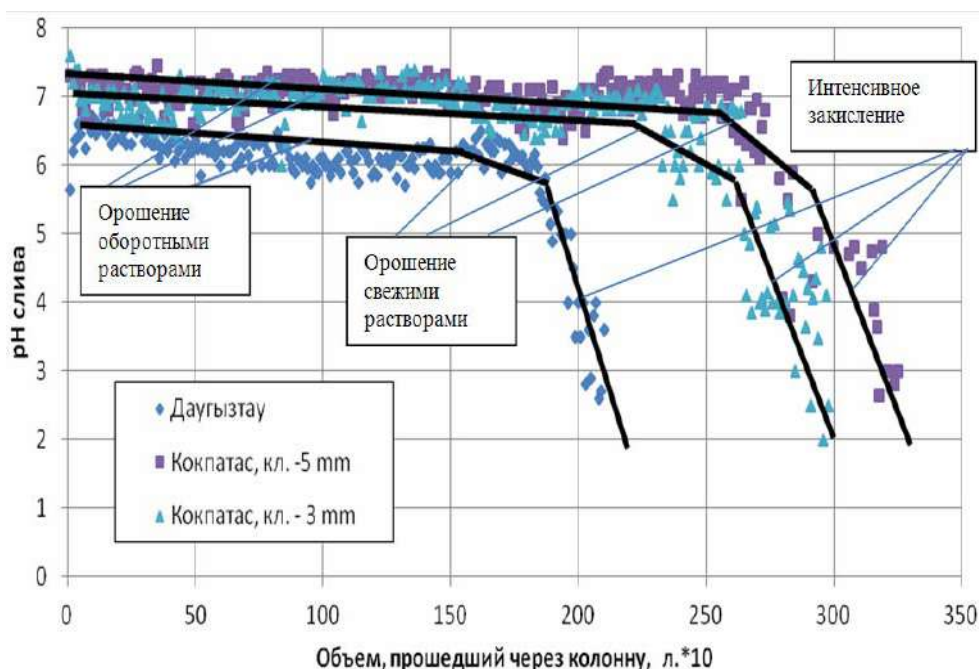


Рис. 1. График динамики закисления

высокого содержания в оборотных растворах ионов кальция, магния и т.д. Замедляется закисление, происходит кальматация (выпадение гипса из растворов) и снижается пропускная способность колонн. Необходимость использования свежей воды для приготовления

орошающих растворов приводит к увеличению удельного расхода серной кислоты и воды, что нежелательно в условиях дефицита воды в пустынном климате. Исследования показали, что при закислении происходит деструктуризация пород, освобождение золота, связанного с карбонатными породами, вследствие действия кислоты, что увеличивает долю цианируемого золота. Также исследования показали, что извлечение золота зависит от крупности исходного материала и тонкая вкрапленность в условиях кучного выщелачивания затрудняет доступ рабочих растворов к минералам и замедляет процесс выщелачивания.

УДК 621.34.0.7

© Дмитриев Г.М., Худайбердиев Ш.М., Тошов Б.Р. 2016 г.

ПОВЫШЕНИЕ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТИ РЕЖИМОВ РАБОТЫ ЭЛЕКТРОПРИВОДОВ С ПЕРЕМЕННОЙ НАГРУЗКОЙ

Дмитриев Г.М., начальник ЦКП по энергоаудиту «Института энергетики» НАН Белоруссии; Худайбердиев Ш.М., старший научный сотрудник «Института энергетики» Национальной академии наук Белоруссии, Тошов Б.Р. зав. кафедрой «Электротехника, электромеханика и электротехнологии» НГГИ

Valkali maydalagichning ishchi ish rejimlari, uning asinxron elektr yuritmasining dvigateli pasaytirilgan yuklama bilan ishlaganda, quvvat koeffitsientini yaxshilash maqsadida, yuklamani uzluksiz nazorat qilish va dvigatel kontaktlarida kuchlanishni o'zgartirish yo'li bilan boshqarish masalalari ko'rib chiqilgan.

Tayanch iboralar: Asinxron elektr yuritma, ishchi rejimlar, boshqaruv algoritmi, quvvat, yuklama.

Investigated operating function of electric crushing roll, and also consider a question by control induction motor and monitoring the load voltage changes at the motor terminals, for power factor correction when the electric motor is used ineffectively, with a reduced load.

Key words: Induction motor, operating function, the control algorithm, power, load.

Технологические регламенты большинства производств, предусматривают работу технологического оборудования в режиме переменных нагрузок [1, 2, 3].

С целью определения фактической нагрузки на электропривод при различных режимах работы оборудования, были проведены инструментальные обследования основных параметров электропривода валковых дробилок и конвейерных установок на заводе по производству извести. Результаты обследований режимов работы одной из валковых дробилок, в качестве примера приведены в табл. 1.

Проведенные замеры показали, что практически все валковые дробилки и конвейерные установки работают с существенно заниженными (по отношению к номинальным) мощностям или с нагрузками меняющимися в широких пределах – от холостого хода до номинала.

Известно, что потребление реактивной мощности асинхронными двигателями зависит от коэффициента загрузки и номинального коэффициента мощности электродвигателя. При номинальной мощности и номинальном напряжении, асинхронный двигатель потребляет реактивную мощность:

$$Q_n = P_n \cdot \frac{\operatorname{tg} \varphi_n}{\eta_n},$$

где η_n - КПД двигателя при номинальной нагрузке.

Реактивная мощность, потребляемая двигателем из сети на холостом ходу:

$$Q_{xx} = \sqrt{3} \cdot U_n \cdot I_{xx},$$

где I_{xx} - ток холостого хода двигателя.

В зависимости от номинального коэффициента мощности двигателя она составляет от 60 до 70 % номинальной реактивной мощности двигателя.

Увеличение потребления реактивной мощности при номинальной нагрузке двигателя по сравнению с холостым ходом:

$$\Delta Q_n = Q_n - Q_{xx} \approx P_n \cdot \frac{\operatorname{tg} \varphi_n}{\eta_n} - \sqrt{3} \cdot U_n \cdot I_{xx}.$$

При нагрузках асинхронного электродвигателя, меньших номинальной, прирост потребления реактивной мощности по сравнению с потреблением х.х. пропорционален квадрату коэффициента загрузки двигателя:

$$Q_n = k_3^2 \cdot \Delta Q_n,$$

где k_3 - коэффициент загрузки электродвигателя.

Таким образом, потребляемая двигателем реактивная мощность при произвольной нагрузке:

$$Q_n = Q_{xx} + \Delta Q_n \cdot k_3^2,$$

а коэффициент мощности:

Таблица 1
Результаты инструментальных обследований, параметров работы электропривода валковой дробилки.

Агрегат: Электропривод валковой дробилки на известь (режим 1 – отсутствие загрузки руды)					Pn, kW	55	
Фаза	U, В	I, А	cosφ	P, kW	Q, квар	S, kVA	к ₃
А	228,00	43,00	0,05	0,49	9,79	9,80	0,04
В	228,00	43,00	0,07	0,69	9,78	9,80	
С	229,00	43,00	0,09	0,89	9,81	9,85	
Общая	395,48	43,00	0,07	2,06	29,38	29,46	
Агрегат: Электропривод валковой дробилки на известь (режим 2 – полная загрузка руды)					Pn, kW	55	
Фаза	U, В	I, А	cosφ	P, kW	Q, квар	S, kVA	к ₃
А	228,00	64,00	0,60	8,76	11,67	14,59	0,46
В	228,00	63,00	0,58	8,33	11,70	14,36	
С	229,00	62,30	0,59	8,42	11,52	14,27	
Общая	395,48	63,10	0,59	25,50	34,89	43,22	

$$\cos \varphi = \frac{P}{S} = \frac{1}{\sqrt{1 + \left(\frac{Q_{xx} + \Delta Q_n \cdot k_3^2}{P_n \cdot k_3} \right)^2}}$$

Следовательно, коэффициент мощности двигателя уменьшается при уменьшении его загрузки. Если, например, при 100 % загрузке двигателя $\cos \varphi = 0,8$, то при 50 % $\cos \varphi = 0,65$, при 30 % $\cos \varphi = 0,51$. Отсюда следует, что замена малонагруженных двигателей на двигатели меньшей мощности ведет к повышению коэффициента мощности и КПД двигателей и электроустановки в целом.

Замена электродвигателей дробилок конвейерных установок на меньшую мощность не оправдана из-за больших стоимостей приводов и возможных тяжелых режимов работы мельниц при поступлении твердых пород, а также в зимнее время во время заморозков.

С меньшими затратами можно снизить мощность двигателя без его замены путем снижения напряжения на его выводах по определенному алгоритму в зависимости от коэффициента мощности. Это приводит к уменьшению потребления им реактивной мощности и, тем самым, к увеличению $\cos \varphi$. Одновременно снижаются потери активной энергии и, как следствие, растет КПД.

На рис.1. представлен график зависимости КПД асинхронного двигателя от коэффициента загрузки.

Как видно, до загрузки 40 % КПД плавно снижается, а затем падает скачкообразно.

В такой ситуации оптимальным решением является снижение напряжения на выводах двигателя. Эта задача может решаться, путем применения специального контроллера, работающего по определенному алгоритму.

Как известно при пониженных нагрузках и полной подаче напряжения асинхронные электродвигатели всегда получают избыточный ток намагничивания, расходящийся, в том числе, на перемагничивание

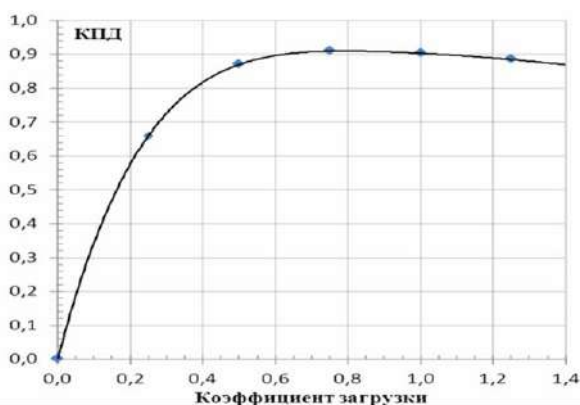


Рис.1. Зависимость КПД асинхронного электродвигателя от коэффициента загрузки

созданного им же в предыдущий момент времени избыточного магнитного поля. Путем непрерывного контроля нагрузки и изменения напряжения на контактах двигателя по определенному алгоритму, контроллер обеспечит экономию определенной части энергии возбуждения и снизит потери пропорционально квадрату тока (вследствие понижения напряжения), а также улучшит коэффициент мощности в тех случаях, когда электродвигатель используется неэффективно с пониженной нагрузкой.

Внедрение подобного контроллера в данном случае на валковых дробилках и конвейерных установках по предварительным подсчетам позволит сэкономить до 15 % электроэнергии.

Библиографический список

1. Таджикибаев А.И. Научные основы систем оценки технического состояния электрооборудования электротехнических комплексов. Дис. д-ра техн. наук. / СамГТУ.- Самара, 2006.- 372с.
2. Сидорчев Ю.В., Аракелян А.К., Ларионов В.Н., Емельнов Н.И. К проблеме энергосбережения в области водо-, тепло- и воздухообеспечения средствами электропривода // Труды III Междунар. (XIV Всерос.) науч.-техн. конф. "АЭП-2001" 12-14 сентября 2001 г. – Н. Новгород, 2001. – С. 204-205.
3. Сердюк Н.Н., Алексеев В.В., Шевырев Ю.В. Перспективы применения регулируемого электропривода переменного тока на горно-геологических предприятиях. Известие вузов. Геология и разведка. – 2005. - №3. – С.42-47.

УДК: 003.26:519.713

© Кабулов А.В., Каландаров И.И. 2016 г.

АЛГОРИТМИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ВСТРОЕННЫХ СИСТЕМ ИНФОРМАЦИОННОЙ БЕЗОПАСНОСТИ МИКРОПРОГРАММНЫМИ АВТОМАТАМИ НА МАТРИЧНЫХ БОЛЬШИХ ИНТЕГРАЛЬНЫХ СХЕМАХ

Кабулов А.В., профессор кафедры «Информационная безопасность» Национального университета Узбекистана им. Мирза Улугбека, доктор технических наук; Каландаров И.И., ассистент кафедры «Автоматизация и управление технологическими процессами и производствами» Навоийского Государственного горного института

Taklif qilingan usul ma'lumotlarni himoya qilishning sistemaviy modulini qurishda ehtimoliy-avtomat yondashish modelidan foydalanish andozasi qo'llanilishi mumkin. Ushbu modul andozasi ehtimoliy-avtomat yondashish modeli integral sxemalardagi har qaysi jarayon elementlariga taqlid qiladi; boshqarishda ishonchlilikni oshiradi, projekt qilishdagi sarf xarajat va vaqtni tejaydi, mantiqiy sistema diagnostikasini yengillashtiradi, tezkorlikni oshiradi. Taklif qilingan algoritmik modul matritalsali katta integral sxemalarda loyihalashtirish asosida boshqarish imkonini beradi.

Tayanch iboralar: katta integral sxemalar, integral sxemalar, chiqish signallari, avtomat model, kompyuter xurujlari, avtomatlar nazariyasi, programmalashtirilgan kontrollerlar, protsessor, datchik, mantiqiy boshqaruv tizimlari, kiritish interfeysi, modellashtirish.

Offered the methods of algorithmic presentation integrated control systems based on micro program automations on the matrix large integrated circuits. It allows: create a production modules controls on a single technological basis; to increase reliability of operation and management; reduce the time and cost of designing; facilitate logic control system diagnosis procedure; increase the speed.

Key words: large-scale integrated circuits, integrated circuits, output signals, an automaton model, of computer attacks, the theory of automaton, programmable controllers, processor, sensor, logic control system, entry interface, modeling.

В работе [1, 2, 3] приводится модель системы защиты информации построенная с использованием вероятностно-автоматного подхода. Модель представляет собой совокупность взаимосвязанных вероятностных автоматов, каждый из которых имитирует процесс функционирования соответствующего элемента интегральной схемы. Все потенциально возможные структурные элементы интегральной схемы разделены на типовые структурные компоненты типовые структурные компоненты интегральной схемы. Соответственно, структура модели в общем случае представлена множеством $A = \{a_i\}$, где a_i - вероятностный автомат, имитирующий работу, i -го типовые структурные компоненты интегральной схемы и матрицей Γ , где:

$$\Gamma_{ij} = \begin{cases} 1, & \text{если выходные символы } i\text{-го автомата подаются} \\ & \text{на вход автомата } j \text{ в противном случае} \end{cases} i,$$

$i=1,2,\dots,n$ (число типовые структурные компоненты в моделируемой интегральной схеме, $i \neq i'$)

Отмечается, что все однотипные типовые структурные компоненты могут моделироваться одним и тем же автоматом. Далее выделяется некоторое подмножество автоматов $A^* = \{a_j^*\}$, ($A^* \in A$), называемых входными, куда входят автоматы, которые соответствуют тем типовые структурные компоненты, на входы которых поступают входные сигналы (терминалы с которых вводятся запросы или исходные данные, каналы или аппаратура связи, участвующие в приеме запросов или исходных данных, и т.п.). Выделяется также некоторое подмножество автоматов $A^{**} = \{a_i^{**}\}$, ($A^{**} \in A$), называемых выходными, т.е. автоматов соответствующих тем типовые структурные компоненты, выходные сигналы или внутренние состояния которых представляют интересы, как результаты моделирования. При этом один и тот же автомат может входить в оба подмножества. Структура вероятностно-автоматной модели интегральной схемы, в общем случае, представлена на рис.1. Структура модели, отдельно взятые типовые структурные компоненты, в вероятностно-автоматном представлении приведена на рис. 2.

В работе [4, 5] предлагается модель описывающая процесс компьютерной атаки. Модель представлена в виде конечного детерминированного автомата

$$M = \{Q, \xi, Y, z, X, q_0, F\},$$

где Q – конечное множество состояний автомата, ξ – допустимый входной алфавит $\xi = \{a_j\}$, Y – допустимый выходной алфавит $Y = \{y_i\}$, z – функция переходов автомата, q_0 – начальное состояние автомата $q_0 \in Q$, а F – множество заключительных состояний, таких что F входит в Q при достижении одного из которых работа автомата автоматически прекращается. Переходы между состояниями автомата зависят от состояния автомата и входа автомата в каждом состоянии, т.е. переход между состояниями q_i и q_j представляет собой [1].

$$q_j = \delta(q_i, a_i) \forall i$$

где a_i – входной символ автомата. Т.е. автомат является автоматом с памятью. Выход автомата вычисляется после перехода автомата в некоторое состояние и остается неизменным до следующего перехода, т.е. автомата является автоматом Мура. Тогда:

$$y_i = \lambda(q_i) \forall i$$

В работе выделяются основные проблемы, препятствующие прямой реализации модели, такие как:

- неполнота информации о состоянии систем;
- сложность расчета переходных функций автомата;
- сложность аналитического представления функций выходов автомата.

В работе также предложены пути решения для проблем сложности расчета переходных функций и аналитического представления функций. Для решения проблемы сложности расчета переходных функ-

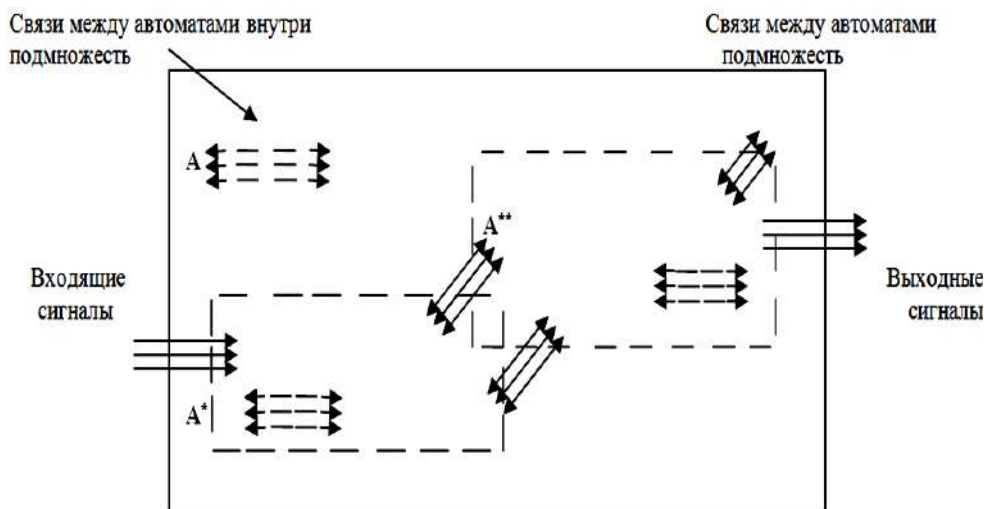


Рис. 1. Общая структура вероятностно-автоматной модели интегральной схемы

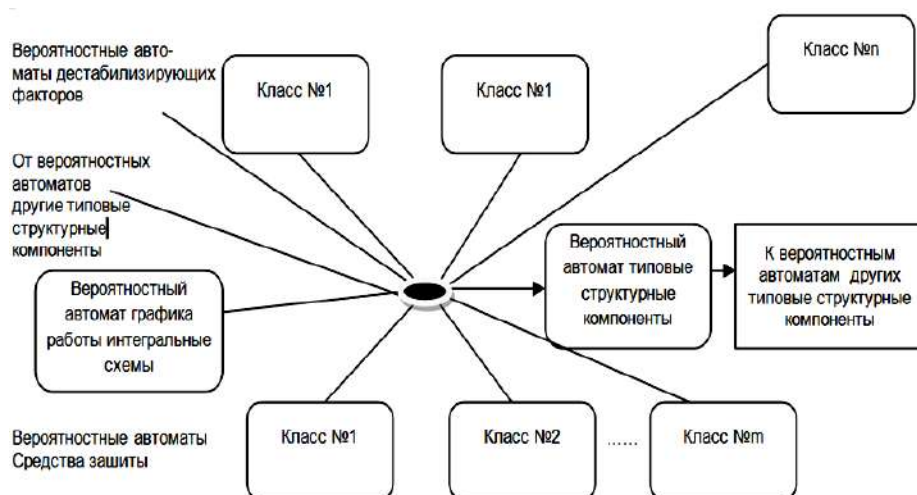


Рис. 2. Вероятностно-автоматная модель типовые структурные компоненты

ций используется так называемая модель с общей памятью.

Кроме того вводится понятие кластера, который представляет собой набор состояний системы в котором она реагирует на входные данные одинаковым образом. Также кластеры состояний позволяют справиться с проблемой неполноты информации о системе. Данная проблема выражается в том, что если ряд факторов, влияющих систему, неизвестен, то автомат становится недетерминированным. Объединение же схожих состояний в кластер позволяет решить эту проблему. Функции перехода представляются в виде функции реализуемой сетью функций радиального базиса, которая одинакова для всех состояний данного кластера и простой табличной функции, которая может быть различна для каждого состояния.

В работе указывается, что построение функций выходов на основе различных видов прав, возможно, только для частных случаев, поэтому используется аппроксимация функций выходов. Вычисление проводится на основе многослойных нейронных сетей с гладкими активационными функциями. Недостатком подобной сети является большое время обучения. Таким образом, в модели, предложенной Герасименко и Малюком в работе [1] фактически описаны только общие подходы к моделированию процессов реализации угроз с использованием теории автоматов. В работе не показаны параметры, которые могут быть исходными данными для модели, а также не показано какие значения могут быть получены в ходе моделирования. Модель, представленная в работе [4] обладает следующими достоинствами. Она точно отображает процесс атаки на интегральные схемы, используя последовательность состояний автомата. При этом используются такие формальные механизмы как нейронные сети для определения, основных параметров модели. К недостаткам модели можно отнести отсутствие, в явном виде, оценки времени обнаружения атаки, времени затрачиваемого на реализацию угрозы и вероятности реализации.

Системы логического управления, построенные на основе микропроцессора и устройства типа постоянное запоминающее устройство, программируемые логические матрицы. Изменение номенклатуры современного производства и сложность технологии изготовления изделий ставят проблему управления каждым отдельным технологическим модулем и всем комплексом модулей в целом. При построении систем управления широко используется принцип универсальности применения. Такие универсальные системы управления принято называть

программируемыми контроллерами персонального компьютера. Рассмотрим и сравним структуры систем логического управления, построенные на основе микропроцессора и устройства типа постоянное запоминающее устройство, программируемые логические матрицы.

При использовании микропроцессора программа логического управления хранится в управляющей памяти. Взаимодействие с объектом осуществляется посредством портов ввода-вывода, настраиваемых программно от микропроцессора и осуществляющих коммутацию управляющих сигналов в нужных направлениях. Настройка микропроцессора на управление заданным объектом осуществляется сменой управляющей программы в ее памяти. Такая смена может производиться с помощью устройств программирования различного типа.

Аналогичную структуру и принципы настройки имеет система управления на базе программируемые логические матрицы и постоянное запоминающее устройство (рис. 3).

Рассмотрим более подробно персональные компьютеры на матричных больших интегральных схемах. Основной элемент - процессор персональных компьютеров - выполняет логические функции, производит операции над входными сигналами и вырабатывает соответствующие выходные сигналы. В отличие от микро - электронные вычислительные машины в процессоре персонального компьютера не используются микропроцессорные элементы, что связано с жесткими требованиями по устойчивости к внешним воздействиям - вибрации, электрическим помехам, влажности, высоким температурам.

Процессор персонального компьютера изготавливается на базе матричных больших интегральных схем и имеет жесткую структуру, т.е. может выполнять только одну заданную при изготовлении программу (хотя и значительную по объему). Гибкость процессора персонального компьютера обеспечивает

ся использованием для конкретных случаев отдельных фрагментов (ветвей или блоков) программы, а также наличием сменных модулей памяти для хранения программы. Память персонального компьютера разделена на два уровня: верхний и нижний. Нижний уровень предназначен для хранения программы, которая задает логику обработки входных сигналов и формирования выходных сигналов. Нижний уровень памяти конструктивно является элементом процессора персонального компьютера. Верхний уровень памяти, выполненный на элементах шины управления, служит для хранения сменных подпрограмм (циклограмм, фрагментов) основной программы персонального компьютера.

В персональные компьютеры могут входить преобразователи аналоговых сигналов - цифроаналоговые и аналого-цифровые. При этом персональный компьютер приобретает свойство устройств. Персональный компьютер на матричных больших интегральных схемах может выполнять функции дискретного и аналогового управления, вычислительные действия, а также осуществлять операции синхронизации, связанные с выдержками времени в широких пределах. Для обеспечения надежности персональные компьютеры наделяют, как правило, возможностями диагностики источников входных сигналов (датчики) и управляемого технологического оборудования. Для той же цели персональный компьютер снабжен средствами автодиагностики. Диагностика, обычно применяется для контроля источников входных сигналов, в том числе для переключения на резервные, при неисправных основных. Элементы контроля выполнения управляемым оборудованием выходных команд персональных компьютеров входят в кольцо обратной связи внешнего автомата. Применение средств диагностики позволяет избежать грубых ошибок при отказе источников сигналов неисправности управляемого оборудования. Автодиагностика персональных компьютеров выполняется с временным разделением.

Диагностируется только выполнение основной программы нижнего уровня. Программы верхнего уровня проверяются только при программировании и во время профилактик.

В работе проведен анализ микропроцессорных устройств управления и программируемые логические матрицы - систем. В результате сравнения доказано, что второе имеет существенно большее быстродействие и меньшие аппаратные затраты. Это объясняется следующими причинами:

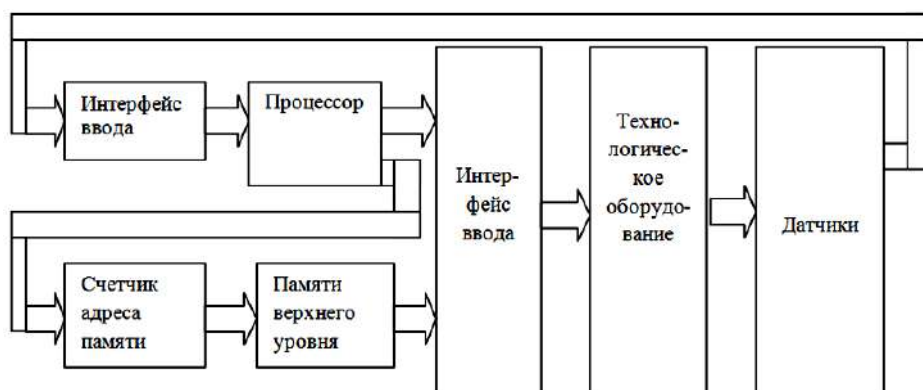


Рис. 3. Схема управления на базе постоянно запоминающее устройство, программируемые логические матрицы

- для микропроцессорных устройств, кроме собственно управляющей программы, требуется программа, осуществляющая настройку портов ввода-вывода;
- средний объем управляющие памяти для реализации элементарного акта управления для программируемых логических матриц - системам меньше;
- в программируемые логические матрицы - системе существенно проще реализуются много направленные переходы.

Общий процесс проектирования системы логического управления может быть подразделен на следующие этапы [6, 7]:

1-й этап. Разработка алгоритма логического управления для проектируемой системы, т.е. описание последовательности работ заданного производственного модуля, для которого проектируется системы логического управления. На основании разработанных оптимальных технологических маршрутов и выбранного компоновочного решения разрабатывается схема взаимодействия между элементами модуля, например загрузочного устройства, робота и оборудования.

Это взаимодействие - последовательность работ всего модуля. Описание алгоритма составляется на языке графическая схема алгоритма. Автомат реализующий обобщенную графическую схему алгоритма, по коду $K(d_i)$ детали d_j работает как микропрограммный автомат реализующий алгоритм.

2-й этап. Синтез логической схемы управляющего автомата, реализующего заданный алгоритм, и преобразование ее в электрическую схему.

3-й этап. Разработка конструкции одного либо нескольких типовых элементов замены, на которых реализуется схема, полученная на 2-м этапе.

Первый этап требует творческих усилий инженера-проектировщика. Операции второго этапа полностью формализованы. В связи с этим процесс автоматизации проектирования, т.е. создания и применения система автоматизированного проектирования, имеет большое значение для уменьшения времени проектирования системы логического. Большинство задач конструкторского (третьего) этапа полностью

автоматизировано, однако процесс разработки и изготовления печатных плат весьма трудоемок. Проектирование замены конструкции типового элемента может быть начато лишь после того, как полностью разработаны соответствующие

электрические схемы. Другими словами, задачи логического и конструкторского этапа не могут быть решены параллельно. Выход из создавшейся ситуации заключается в применении типового или базовой замене типового элемента.

Библиографический список

1. Малюк А. А. Информационная безопасность: концептуальные и методологические основы защиты информации [Текст] / А.А. Малюк - М.: Горячая линия - Телеком, 2004 - 280 с, ил.
2. Скляр В.А. Построение цифровых устройств на микропроцессорах и ПЛМ.- УСМ, 1983.
3. Скляр В.А. Синтез автоматов на матричных БИС. - М.: Наука и техника, 1984.
4. Тумоян Е.П. Метод моделирования компьютерных атак на основе вероятностных автоматов [Текст] / Е.П. Тумоян //

Материалы X Международной научно-практической конференции «Информационная безопасность». Ч. 1. - Таганрог: Изд-

во ТТИ ЮФУ, 2008 - С. 190 - 194

5. Баранов С.И. Синтез микропрограммных автоматов. Ленинград. Энергия, 1974. 216с.

УДК 28.081

© Каюмов А.Д., Гулямов Г.Д. 2016 й.

КАРЪЕР ЙЎЛЛАРИ ВА АТРОФ МУҲИТ МУҲОФАЗАСИ

Каюмов А.Д., ТошДТУ «Гидрогеология ва геофизика» кафедраси профессори, техн. фан. докт.; Гулямов Г.Д., ТошДТУ «Гидрогеология ва геофизика» кафедраси ассистенти

В статье рассматривается уменьшение воздействия на окружающую среду инженерных сооружений и автомобильного транспорта на карьерных дорогах, усовершенствование качества использования дорожного транспорта, задачи повышения качества безопасности и комфортного движения автомобилей.

Опорные слова: экологическая безопасность, автомобильный транспорт, воздействие вредных веществ, инженерные сооружения, выхлопные газы, продукты распада, озоновый слой атмосферы, воздух, вода, почва.

The article discusses the environmental impact mitigation of engineering structures and automobile transport in the quarry roads, improvement of the quality of the use of road transport, improvement of safety and quality of comfortable driving.

Key words: ecological safety, automobile transport, hazardous substance exposure, engineering structures, exhaust fumes, waste products, the ozone layer of the atmosphere, air, water, soil.

Карьер йўлларида атроф муҳитнинг ифлосланиши, яроксизланиши, алмашинуви, бузилиши, йўқотилиши ва бошқа хўжалик ва негатив таъсирдан муҳофазаловчи объектлар куйидагилар ҳисобланади:

- ер, ер ости тупроқлари;
- ер юзасидаги ва остидаги сувлар;
- ўрмонлар ва бошқа ўсимликлар, ҳайвонлар ва бошқа организмлар ва уларни генетик фонди;
- атмосфера ҳавоси, атмосферани озонли қатлами ва ер атрофи космик бўшлиғи.

Амалдаги меъриий ҳужжатларга асосан биринчи галда карьер йўлининг экологик ҳавфсизлиги таъминланиши керак. Карьер йўлининг экологик ҳавфсизлиги деб (унинг экологик ҳавфсизлик ҳолати) йўлга яқин ҳудудлардаги муҳандислик иншоотлари ва автомобиль йўллари тузилмаси, автомобиль транспорти ишига

таъсир қилувчи, минимал таъсирни ва табиий муҳитни ифлосланишини таъминлаб берувчи қобилияти тушинилади. У қуйидагилар билан тавсифланади: йўл ва йўл иншоотларининг техник ҳолати, йўлга яқин ҳудудларда табиий муҳитнинг ифлосланиш даражаси, карьер йўлларининг техник ҳолати, автомобиль транспортининг захарли моддалар ажратиш чикариши.

Карьер йўлини экологик ҳавфсиз ҳолати кўрсаткичлари иккита гуруҳга бўлинади: экологик ва экологик аҳамиятли.

Экологик кўрсаткичлар – ҳаво, сув, тупроқлар ифлосланишининг биосферага (инсонга, ўсимликларга, ҳайвонот оламига) таъсирининг даражасини тавсифловчи ва автомобиль транспорти билан карьер йўлидаги муҳандислик иншоотларини биргаликда табиатга таъсирини акс эттирувчи кўрсаткичлар.

Карьер йўлининг табиий атроф муҳитга таъсирининг асосий йўналишлари, шакллари ва тавсифи

Таъсирлинаётган табиат элементлари	Таъсир қилувчи омиллар ва уларнинг элементлари	Табиатга таъсирнинг таснифи
Ҳаво	Йўлда ҳаракатланаётган автомобиль	Двигатель ишлаб чиқарган газ, автомобиль деталлари ва автомобиль шинасининг емирилишидан ҳосил бўлган маҳсулотлар келиб қўшилиши натижасида ҳавонинг ифлосланиши. Транспорт шовкинидан акустик ифлосланиш.
	Йўл пойи	Баланд кўтармалар олдида ҳарорат, намлик, шамол тартибини ўзгариши.
	Йўл тўшамаси	Автомобиль ишлаб чиқарган газларни миқдори ва таркибига, автомобиль деталлари ва автомобиль шинасининг емирилишидан ҳосил бўлган маҳсулотларнинг миқдорига таъсири. Ҳаводаги йўл қопламасининг емирилган маҳсулотлари, унинг чанг ва ахлат билан ифлосланиши. Транспорт шовкини даражасининг таъсири натижасида қўшимча акустик ифлосланиш.
	Йўл инфратузилмаси	АЁҚШ чиқиндилари, автомобиллар тўхтаб туриш жойлари (техник ёрдам станцияларида, овқатланиш пунктларида) ва бекатларидаги газ чиқиндилари билан ҳавони ифлосланиши.
	Йўлларнинг кесишуви	Транспорт ҳаракатини ташкил қилишда (тезликни камайишида, бекатларда) қўшимча чиққан газ билан ҳавони ифлосланиши.
Ер		
Жойнинг ландшафти	Барча муҳандислик иншоотлари	Муҳандислик иншоотлари, карьерлар қурилиш майдонлари, подъезд йўллари учун ҳудудлар ажратиш. Ҳудудни фрагментлаш. Рельеф ва флорани ўзгариши. Эстетик таъсир.
Геологик шароит	Йўл пойи, кўприкли ўтиш жойи ва йўл ўтказгич иншоотлари	Йўл пойида ва унинг атрофидаги ҳудудларда эрозия жараёнлари, остидаги грунтда деформация.
	Йўл тўшамаси	Ҳаракатдаги автомобил тебранишининг атроф ҳудудга тарқалиши.
Гидрологик шароит	Йўл пойи	Ер юзаси сувлари оқимида тўқилиш, ер ости сувлари оқими тартибининг бузилиши, йўл ёқаси ҳудудларининг қуриши ёки ботқоқланиши.
	Сув ўтказувчи ва сув қочирувчи иншоотлар	Сув ўзгаришининг эрозияси ва жар ҳосил бўлиш жараёнлари. Ҳудудларни юқори томондан сув босиши.
Тупроқ	Йўл пойи	Йўл пойи эрозия маҳсулотлари билан тупроқларнинг ифлосланиши.
	Йўл тўшамаси	Йўл қопламаси емирилиши маҳсулотлари, йўлнинг киши қаровида фойдаланиладиган материаллар билан ифлосланиши.
	Инфраструктура иншоотлари	Ахлат, хўжалик чиқиндилари, нефт маҳсулотлари билан ифлосланиш.
Сув	Йўл пойи	Йўл пойи эрозия маҳсулотлари билан дарё ва кўл сувларининг ифлосланиши.
	Йўл тўшамаси	Йўл қопламаси ва автомобиль шинасининг емирилиши маҳсулотлари, автомобилдан чиқарилган газ билан сувнинг ифлосланиши.
	Сув ўтказувчи ва сув олиб қочувчи иншоотлар	Сув ўтказгичларда сув оқими тартибининг (оқим тезлиги, оқизиклар, ювилиш маҳсулотлари, сувнинг хираланиши) ўзгариши.
	Инфраструктура иншоотлари	Ер юзаси сувларининг ахлатлар, нефт маҳсулотлари, маиший чиқиндилар билан ифлосланиши.
Биосфера		
Ўсимликлар	Йўл пойи	Тупроқни намланиш тартибининг ўзгариши, ҳудудни қуриши ёки сув босиши натижасида ҳаёт шароитининг ўзгариши.
	Йўл тўшамаси	Автомобилдан чиқарилган газ таркибига зарарли кимёвий газларнинг ҳосил бўлиши ва ҳосилдор тупроқнинг ўзгариши. Ўсимлик юзасида чанглар ўтириши ва ўсимликларда фотокимё жараёнларнинг бузилиши.
	Сув ўтказувчи ва сув олиб қочувчи иншоотлар	Жала сувларини ўтказишда сувларнинг ушланиб қолишида сув босиши натижасида ҳаёт шароитининг ўзгариши.
	Инфраструктура иншоотлари	Ҳайдовчи ва йўловчилар, инфраструктура объекти ишчилари томонидан ўсимликларнинг босилиши ва эзилиши, тупроқнинг зичланиши натижасида ва ер юзаси сувлари оқими шароитининг ўзгариши натижасида ўсимлик ҳаёти шароитининг ўзгариши.
	Йўл ёқаси минтақаси	Ён ҳудудларда қари, касал ва қуриган ўсимликлар (дарахтлар, буталар, ўтлар) йиғилиши натижасида ифлослантирувчилар ва касалликларнинг тарқалиши.
Ҳайвонот олами	Йўл пойи	Ҳудудни бўлиниши натижасида ҳаётнинг фаолиятининг чегараланиши. Миграция йўлининг бузилиши. Ҳайвонлар учун махсус ўтиш йўлининг йўқлиги ва ён қиялик катталиги учун ҳаракатнинг чегараланиши.
	Йўл тўшамаси	Транспорт шовкинининг кучайиши. Юзани текислиги ва мустаҳкамлигининг юқорилиги (туёқли ҳайвонлар учун). Кенгликнинг катталиги йўл қатнов қисмидан ўтиш учун кўп вақтни талаб қилиши.
	Сув ўтказувчи иншоотлар	Дарё ва сув хавзаларида сув тартиби ва сув ҳосилсининг ўзгариши натижасидаги балиқлар ва бошқа сувдаги тирик жонзотларнинг яшаш шароити ўзгариши.
Инсон	Ҳамма иншоотлар	Йўл-транспорт ҳодисаларида шикастланиш ва ҳалок бўлиш, ҳавонинг чанг, автомобилдан чиқувчи газ билан ифлосланиши, транспорт шовкини ва тебраниши натижасида ишлаш ва дам олиш шароитининг ёмонлашиши.

2-жадвал.

Ўзбекистоннинг карьер йўлларига яқин аҳоли яшаш жойларида атмосфера ҳавосини ифлослантирувчи моддаларнинг чегаравий рухсат берилган концентрацияси (ЧРБК)

Модда	ЧРБК, mg/m ³	
	максимал бир марталик	ўрта суткалик
Азот икки оксиди	0,085	0,040
Азот оксиди	0,600	0,060
Азот кислотас	0,400	0,150
Бенз(а)пирен	-	0,1 mkg/100 m ³
Бензин (углеродга нисбатан ҳисобланганда)	5,0	1,5
Кадмий оксиди (кадмийга нисбатан ҳисобланганда)	-	0,0003
Мис оксиди (мисга нисбатан ҳисобланганда)	-	0,002
Хлорли мис (мисга нисбатан ҳисобланганда)	-	0,002
Кўрғошин ва уни бирикмалари, тетраэтилкўрғошиндан ташқари (кўрғошинга нисбатан ҳисобланганда)	0,01	0,0003
Олтингургуртуглери	0,03	0,005
Углерод оксиди	5,0	3,0
Чегаравий углеводородлар C ₁₂ - C ₁₉	1,000	-
Куйинди (кора углерод)	0,150	0,050
Кремний икки оксиди бўлган ноорганик чанг %		
70 % дан кўп (диано ва бош.)	0,150	0,050
70 - 20 % (шамот, цемент ва бош.)	0,300	0,100
20 % дан кам (доломит ва бош.)	0,500	0,150

Экологик хавфсиз деб карьер йўлининг шундай ҳолати ҳисобланадики, бунда: муҳандислик иншоотлари ва йўл тузилмаси орқали шаклланган ва ҳосил бўлган йўл ёқаси ҳудудининг табиий муҳитини бузилиши ва ифлосланиши бўлмаган ёки замонвий халқ ҳўжалигини талабларига жавоб берадиган ва амалдаги технологияда рўй бермайдиган ёки минимал миқдорда бўладиган; карьер йўлидаги автомобиль транспортининг табиатга таъсири бўлиши мумкин бўлган (амалдаги технологияда ва халқ ҳўжалиги талабида) минимал миқдорини таъминловчи шароит яратилганда.

Карьер йўлининг экологик хавфсизлик даражаси миқдорий ёки сифат шаклида белгиланган экологик ва экологик аҳамиятли кўрсаткичларининг амалдаги ва меърий қийматлари солиштириш йўли билан баҳоланади.

Карьер йўлини табиий атроф муҳитга таъсири манбалари қуйидагилардан иборат:

- йўлда ҳаракатланаётган автомобиль транспорти;

- йўлнинг муҳандислик иншоотлари: йўл пойи, кўприкли ўтказгичлар ва йўл ўтказгичлари, кичик сув қочирувчи ва сув ўтказувчи иншоотлар;

- йўл иншоотларининг айрим тузилмалари: йўл тўшамаси, йўл пойининг четки қисми;

- йўл инфраструктурасининг объектлари: дам олиш майдончалари, ёқилғи қуйиш шахобчалари, овқатланиш жойлари.

Карьер йўлининг табиий атроф муҳитга таъсирининг асосий йўналишлари, шакллари ва тавсифига асосан 1-жадвалда келтирилган. [1]

Карьер йўллари атрофи ҳудуддаги тупроқлардан олинган натижаларнинг концентрациясини СанПиН РУз 0293-11 «Гигиена меъёрлари. Ўзбекистон Республикаси ҳудудларидаги аҳоли яшаш жойлари атмосфера ҳавосини ифлослантирувчи моддаларнинг рухсат этилган чегаравий концентратсиясини белгилувчи рўйхат»нинг қуйида 2-жадвалда келтирилган қийматлари билан

3-жадвал.

Инсонлар учун атмосфера ҳавосини ифлослантирувчиларнинг ҳавфлилик даражаси

Модда	Ҳавфлилик синфи	Ҳаво бассейнининг ҳолати, концентрацияси юқори бўлганда (mg/m ³)		
		Ҳавфсизлик тугдиради	Ҳавфли	Фавкулотда ўта ҳавфли
Ноорганик чанг	III	0,15	0,75	3,75
Олтингургуртли газ	III	0,05	0,2	1,8
Азот оксиди	II	0,085	0,255	0,765
Углерод оксиди	IV	1,0	5,0	25,0
Углеводородлар	IV	1,5	7,5	37,5
Куйинди	III	0,05	0,25	1,25
Фенол	II	0,04	0,1	0,16
Кўрқошин	I	0,0007	0,00126	0,00224
Олтингургуртводороди	II	0,008	0,024	0,072
Олтингургуртуглери	II	0,005	0,015	0,045
Олтингургурт кислотаси	II	0,1	0,3	0,9
Хлорид кислотаси	II	0,2	0,6	1,8

Изоҳ. I – фавкулотда ўта ҳавфли модда; II – юқори ҳавфли модда; III – ҳавфлилиги меърий модда; IV – кам ҳавфли модда.

Экологик аҳамиятли кўрсаткичлар – карьер йўллари элементларининг (тузилмаси) техник ҳолатини ёки уни сақлаш ёки таъмирлаш бўйича ишларни тавсифловчи, хусусан карьер йўллари табиий муҳитга таъсирини акс эттирувчи ва йўлларга автомобиль транспортининг экологик кўрсаткичлари таъсир қилувчи кўрсаткичлар.

солиштириш керак [2]. Шунингдек инсонлар учун атмосфера ҳавосини ифлослантирувчи ҳавфлилик даражасининг қийматлари келтирилган меъёрий қиматлар билан 3-жадвалга асосан солиштириш лозим бўлади [2]. Амалда олинган концентрация натижалари 2 ва 3-жадвалларда келтирилган қийматлардан катта бўлса уни камайтириш ёки йўқотиш учун керакли тадбирлар белгиланади ва ўтказилади.

Шундай қилиб юкорида жадвалларда келтирилган натижалар табиий атроф муҳитга карьер йўлларидаги муҳандислик иншоотлари ва автомобиль транспортнинг таъсирини камайтиришга (айрим ҳолларда йўқотишга), йўлнинг транспорт-фойдаланиш тавсифларини такомиллаштиришга, автомобиллар ҳаракатланиши ҳавфсизлигини ва қулайлигини оширишга олиб келади.

Библиографик рўйхат

1. ИҚН 107-15 "Автомобиль йўллари ва суъний иншоотларни куриш ва сақлашда атроф муҳит муҳофазаси бўйича мажбурий талаблар". "Ўзавтойўл" ДАК Автомобиль йўллари илмий-тадқиқот институти. -Тошкент, 2015. -656.
2. СанПиН РУз 0293-11 «Гигиена меъёрлари. Ўзбекистон Республикаси ҳудудларидаги аҳоли яшаш жойлари атмосфера ҳавосини ифлослантирувчи моддаларнинг рухсат этилган чегаравий концентрациясини белгиловчи рўйхат». –Тошкент, Ўздавархитектқурилиш. 2011, -65 б.

УДК 008.374.2

© Муртазаев Д.Б., Қаршиев Р.М. 2016 й.

ЎЗБЕКИСТОН ВА РОССИЯ МАДАНИЙ ҲАМКОРЛИГИ: БУГУНИ ВА ИСТИҚБОЛЛАРИ

Муртазаев Д.Б., НавДПИ "Тарих ўқитиш методикаси" кафедраси катта ўқитувчиси; Қаршиев Р.М., НавДПИ "Тарих ўқитиш методикаси" кафедраси муdiri, техника фандари номзоди, доцент

В данной статье особое внимание уделяется культурным и духовным отношениям Узбекистана с Российской Федерацией в годы независимости. В статье анализируется история, сегодняшний день и дальнейшие перспективы духовных отношений.

Ключевые слова: культурное отношение, Московский государственный университет имени М.Ломоносова, Российский институт имени И.Губкина, Академия имени Г.Плекханова, академик Виктор Савдовничий, Русский национальный культурный центр, "Узбекистан - наш общий дом", дом "Русский мир".

A special attention gives on the cultural and spiritual relations between Uzbekistan and the Russian Federation in the years of independence. The article analyzes the history, present day and future prospects of spiritual relations.

Key words: cultural attitudes, Moscow State University named by M. Lomonosov, the Russian Institute named by I. Gubkin, the Academy named by G.Plekhanov, Academician Viktor Savdovnichy, Russian national cultural center, "Uzbekistan - our common home", home of the "Russian world".

Дунё халқлари тараққиётида маданий ҳамкорлик муҳим аҳамият касб этиб келган. Зеро маданий алоқалар кишиларда юксак маънавий сифатларни шакллантириб, ўзида миллий хосликни мужассам этади, халқларни бир-бирига яқинлаштиради.

Рус ва ўзбек халқлари маданий алоқалари азал-азалдан бир-бири билан боғланиб, уйғунлашиб кетган. Президентимиз И.Каримов таъкидлаганидек: "Рус маданияти ўзбек халқининг маънавий турмушида ҳақли равишда муносиб ўринлардан бирини эгаллайди. Ўзбекистонда жаҳон цивилизацияси хазинасига бебаҳо ҳисса қўшган рус фани ва маданияти буюк маданияти буюк

намоёндаларининг номлари ва ижоди яхши маълум." [1]

Мустақил Ўзбекистон Республикаси Россия Федерацияси билан давлатлараро муносабатлар ўрнатиш ва ривожлантиришга истиқлолнинг дастлабки йилларидан бошлаб алоҳида аҳамият бериб келмоқда. 1992- йил 30 майда И.Каримов бошлиқ Ўзбекистон делегациясининг Россияга давлат таширифи пайтида Ўзбекистон билан Россия Федерацияси ўртасида давлатлараро муносабатларнинг ҳуқуқий асоси қўйилиб, дўстлик ва ҳамкорлик тўғрисида шартнома имзоланди. Икки давлат ўртасида дипломатик алоқалар ўрнатилиши

элчихоналар, маданий марказлар ҳамда янги-янги илмий институтларнинг очилишига шароит яратди.

Давлатларимиз маданий яқинлигини илмий-тадқиқот институтларисиз тасаввур этиб бўлмайди. Хусусан бугунги кунда Россиянинг иқтисодиёт, сервис, бошқарув, лингвистика, педагогика, кишлоқ хўжалиги, информатика соҳаларида мутахассислар тайёрлайдиган ўнлаб олий ўқув юртлари билан самарали ҳамкорлик йўлга қўйилган. Тошкентда М.Ломоносов номидаги Москва Давлат Университети, И.М. Губкина номидаги Россия Давлат нефть ва газ Университети, Г.В. Плеханов номидаги Иқтисодиёт академияси ўзбек йигит қизларига малакали фан ва таълим бериб келишмоқда. Қолаверса, республикамиздаги бир қатор кўзга кўринган илмий-тадқиқот институтлари Россиянинг илмий-тадқиқот институтлари билан ҳамкорлик қилишмоқда.

2007 йил 12 январда Тошкент шаҳрида И.М. Гупкина номидаги Россия давлат нефть ва газ университети филиали фаолиятини ташкил этиш тўғрисида Ўзбекистон Республикаси Президентининг қарори қабул қилинди [2]. Бу мамалакатимизда нефть-газ соҳасида кадрларни етиштириб беришни таъминлади. Мамлакатимиз Президенти И.А. Каримов 2006 йил 12 декабр куни Оқсаройда Россия Федерацияси Президентининг ёрдамчиси Жаҳон Поллиева раҳбарлигидаги делегация аъзоларини қабул қилди. Мазкур учрашувда Президентимиз Ўзбекистон ва Россия ўртасидаги алоқаларни ривожлантиришига қўшган хиссаси учун Жаҳон Поллиевани “Дўстлик” ордени, Москва Давлат Университети ректори Виктор Савдовничийни “Фидокорона хизмати учун” ордени билан тақдирлади. Ж. Полиева ва В. Садовничий юксак эътибор ва самимий қабул учун давлатимиз раҳбарига миннадорчилик билдирди [3].

Тошкентда 2006 йил декабрь ойида “Фотосуратлар уйи”да Ўзбекистон Бадиий академияси ва Россия Федерациясининг мамлакатимиздаги элчихонаси томонидан “Стратегик ҳамкорлик ҳаракати” кўргазмаси бўлиб ўтди [4]. Бу кўргазмада икки мамалакат ўртасидаги ҳамкорликда эришилган лойиҳаларнинг амалий натижаларнинг акс этганлиги билан ажралиб турди.

Халқларимиз маданий яқинлигида миллий маданий марказларнинг ўрни бекиёсдир. Ҳозирги кунда Ўзбекистонда 130 дан ортиқ миллий маданий марказлар фаолият юритмоқда. Ушбу марказлар ўзларида 100 мингдан ортиқ вакилларига эга бўлган қардош халқлар (руслар, тожиклар, козоқлар ва хоказо) ёки юздан ортиқ вакилларини (литвалик, дунганлар ва бошқалар) жамлашган. Қолаверса, Ўзбекистонда 28 та корейц, 19 та рус, 14 та козоқ, 9 та татар ва бошқа миллат ҳамда элатларнинг миллий марказлари иш юритишмоқда [5]. 1992 йил 13 январда Ўзбекистон Республикаси Вазирлар Маҳкамаси қарори билан “Республика байналминал

маданий маркази” нафақат рус ҳамда ўзбек элатлар бирлигини таъминлашлари ёки ўзаро бир-бирларини янада яқинроқ билишлари мақсадида балки шу билан бирга республикадаги барча миллий маданий марказлар фаолиятини назорат қилиб бориш, уларни доимий қўллаб-қувватлаш мақсадида ҳам ташкил этилди [6].

“Республика байналминал маданий маркази”нинг тузилиши билан рус миллий маданий марказларнинг фаолияти янада фаоллашди. 1994 йилга келиб 76 та миллий марказлар (Тошкент шаҳрида 22 таси) иш юритаётган бўлса, яна иккитаси шаклланиш жараёнида эди. 2003 йилда эса миллий маданий марказлар сони 122 тага, 2008 йилга келиб 135 тага етди. Ушбу миллий маданий марказлар орасида рус, корейс, арман, татар ҳамда озарбайжон миллий марказларининг фаолияти ва иш юритишини алоҳида таъкидлаш зарур.

Рус миллий маданий марказларида славян этносининг байрамлари ҳамда муҳим саналарини нишонлаш кенг урф олди. Хусусан, Рождество, Пасха, Масленница каби байрамлар катта тайёргарликда кутиб олинади. Рус Миллий марказида Рус Проваслав черкови Рус ва Ўрта Осиё епархиясининг 125 йиллиги, йирик шоир, фан ва санъат арбоблари Александр Пушкин, Тарас Шевченко, Сергей Есенин, Владимир Высоцкийларнинг таваллуд айёмлари ҳам кенг нишонланди.

Мутахассислар таъкидлаганидек: **“Маданиятни шакллантирадиган ушбу байрамлар миллат менталитетига сингиб кетган ва миллат урф-одатига айланиб кетган. Ушбу байрамларни кутиб олиш ва нишонлаш орқали миллатнинг ўзгача дунёқараши ҳамда табиати шаклланади”**[7].

Рус миллий марказларнинг фаолиятини янада кучайтириш ва русийзабон миллатни манфаатларини ҳисобга олган ҳолда Ўзбекистон ОАВларда рус тилида бир нечта кўрсатув ва дастурлар ташкил этилмоқда. Масалан “Ахборот” ҳамда “Таҳлилнома”нинг рус тилидаги сонлари, “Ўзбекистон - наш общий дом” (Ўзбекистон – умумий ўйимиз), “В семье единой” (Умумий оилада), “ТВ-анонс” ва бошқа 10 дан ортиқ кўрсатув ҳамда дастурлар доимий намоёйиш этилмоқда.

Давлатимиз раҳбари И.Каримов таъкидлаганидек: **“Ўзбекистон халқи буюк рус халқига, унинг кўп асрлик, қиррали маданияти ва санъатига, анъаналарига, рус характерининг кенглиги ва саховатига чуқур ҳурмат билан қарашини ҳисобга олмай бўладими, ахир... Ана шуларнинг ҳаммаси – бизнинг тарихимиздир, тарихимизни эса биз ҳеч қачон унутмаймиз. Бу қадриятлар ва бу туйғулар абадийдир”**[8].

Мамлакатимизда 2009 йилги маълумотларига кўра: 785 та рус тилида таълим берувчи мактаб фаолият олиб борган бўлса, шундан 128 тасида тўлиқ ушбу тилда ўқитиш ихтисослашган. Юртимизнинг

барча олий ўқув юртларда рус гуруҳлари мавжуд. Ўзбекистонда ҳар йили бу тилда 1,4 миллион нусхада 50 турдаги ўқув кўлланмалар ва адабиётлари, 82 та газета ва 20 та журнал чоп этилади [9].

Русийзабон миллатнинг ижтимоий манфаатларини доимий ҳимоялаш ҳамда давлатимиз ва жаҳонда рўй бераётган муҳим воқеа-ҳодисаларни вақтида етказиш мақсадида газета ва журналларимизнинг махсус рус тилидаги сони мунтазам чоп этилмоқда. Масалан “Народное слово”, “Правда Востока”, “Вечерний Ташкент”, “Ташкентская правда”, “Мир новостей”, “Знамя дружбы”, “Новости Узбекистана”, “Тасвир”, “Экономика и статистика” каби ўнлаб газета ва журналлар шулар жумласидандир.

Республика байналминал маркази ва миллий марказлар ташаббуси билан 1995 йилда “Халқ бирлиги” (“Единство народа”) ижтимоий ҳаракати ташкил этилди.

Халқларимиз маданий алоқаларини мустаҳкамлашда фан ва маданият марказлари ҳам муҳим ўрин тутди. Хусусан, 2005 йил 15 октябрда Тошкент шаҳрида очилган “Рус фан ва маданият маркази”нинг асосий мақсад ва вазифаси давлатларимиз ўртасидаги ижтимоий алоқалар, русийзабон омма манфаатларини ҳимоялаш ҳамда давлатларимиз ўртасидаги маданият, фан, таълим соҳасидаги қатор дастур ва лойиҳаларни амалга оширишда кўмаклашишдан иборат. Ўз фаолияти давомида марказ қатор конференциялар, учрашувлар, концертлар, кўرғазмалар ҳамда ўқув семинар-тренингларни ташкил этиб келмоқда. Марказда рус тили ва адабиётининг ихлосмандлари учун ёшларнинг “Ҳаракат” деб номланган доимий клуби фаолият юритиб келмоқда. Ҳозирда марказда катта анжуманлар зали, кинозал, видеотека ва 3 мингдан ортиқ сўнгги китобларни жамлаган кутубхона фаолият кўрсатмоқда.

Республика миллий байналминал марказининг ташаббуси билан 2011 йил феврал ойида Тошкент вилоятининг Чиноз шаҳрида “Рус дунёси” уйининг очилиши бўлиб ўтди [10]. “Рус дунёси” уйида 300 дан ортиқ санъат асарлари, махсус адабиётлар, рус тили фанига оид сўнгги дарсликлар, адабиётлар ва электрон ўқув-кўлланмалар мавжуд бўлиб, ушбу марказ худуддаги барча рус ва бошқа славян элатига мансуб миллат вакиллари учрашадиган гўшага айланди.

Рус маданияти ўзбек халқининг маънавий турмушида ҳақли равишда муносиб уринлардан бирини эгаллаб улгурган. Ҳозирда нафақат пойтахт Тошкентда балки республиканинг барча вилоятларида кўплаб кўчалар, мактабларни рус миллатининг машҳур алломалари, давлат арбоблари номи билан аталганини кўрамиз. Президент И.Каримов таъкидлаганидек: “...Тошкентнинг марказий майдонларидан бирида улғур рус шоири Александр Пушкин ҳайкали савлат тўкиб

турибди. Ўзбекистонда Сергей Есенин, Анна Ахматова, Сергей Бородин давлат музейлари, бешта давлат рус театри ва республиканинг барча минтакаларидаги кўпгина маданий – маърифий муассасалар маданий – маърифий фаолият билан шуғулланмоқда” [11].

Хулоса қиладиган бўлсак, мустақиллик йилларида Россия ва Ўзбекистон халқлари ўртасидаги маданий алоқалар домий, тизимли равишда ривожланиб бормоқда. Шунини таъкидлаш керакки, давлат раҳбарларининг сўнгги йиллардаги ўзаро расмий ташрифлари икки мамлакат ўртасида маданий-гуманитар соҳада ҳамкорлик дастурининг имзолаши халқларимиз маданий яқинлигида янги босқични бошлаб берди. Ушбу учрашувлардан сўнг халқларимиз маданий муносабатларини яхшилаш мақсадида бир қанча амалий ишлар, лойиҳалар ўз ечимини топди.

Аммо халқларимиз ўртасидаги маданий ҳамкорликни янада кучайтириш ҳамда ривожлантириш борасида бажариладиган ва эътибор бериладиган бир қанча ўлкан ишлар, истиқболли лойиҳалар кутиб турибди.

Биринчидан – фан ва таълимни кучайтириш мақсадида икки давлат ўртасидаги ташкил этилган илмий тадқиқот институтлар, уларнинг филиаллари сонини янада ошириш. Мавжуд институтларга Россиянинг кўзга кўринган малакали, йирик олимларини таклиф этиш орқали фикр ва малака алмашиш. Институтлар ўртасида ўзаро магистрантлар ва докторантлар ўқитилиши ва тайёрлашни кучайтириш. Россиянинг етук илмий муассасаларига ўқишга борадиган иқтидорли талабаларимиз сони билан боғлиқ квотани ошириш. Шу орқали мавжуд таълим сифатини янада кучайтириш.

Иккинчидан – Республикадаги мавжуд барча рус миллий маданий марказларда рус ва ўзбек тилларини бепул ҳамда доимий ўргатиб борадиган, тил ўрганишда назарий шу билан бирга амалий ёрдам кўрсатадиган курсларни ташкил этиш.

Учинчидан – Республика пойтахти Тошкент шаҳрида рус тили ва ўзбек тили фани ўқитувчиларининг малакасини ошириш, мутахассислигини янада кучайтириш мақсадида махсус илмий марказ очиш. Энг иқтидорли мутахассисларни Россия Федерациясининг етук илмий институтларига хизмат сафарларига юбориш. Етук мутахассисларнинг ортирган билим ва маҳоратларини кенг тарғиб қилиш керак.

Тўртинчидан – давлатлардаги мавжуд халқаро ҳамда минтақавий ташкилотлар (БМТ, ЮНЭСКО, МДХ, ШХТ, МОХ ва бошқалар) ваколатхоналари, илмий тадқиқот институтлар, университетлар ҳамкорлигида махсус грантлар, йирик ижтимоий лойиҳалар, илмий-амалий конференциялар сонини кўпайтириш.

Бешинчидан – маданий ҳамкорлигимиз масаласи билан доимий шуғулланидиган давлат ва нодавлат ташкилотлар фаолиятига эътибор бериш. Уларга моддий ва маънавий ёрдам кўрсатиш мақсадида давлат бюджетидан ҳамда бюджетдан ташқари ажратиладиган маблағларни янада ошириш. Уларга кўмак берадиган компаниялар, фирмалар ва бошқа хомий ташкилотларни излаб топиш ҳамда уларни кўллаб-қувватлаш.

Олтинчидан – Республикадаги мавжуд русийзабон мактаблар сонини сақлаб қолиш ҳамда уларнинг фаолиятини янада жонлантириш. Ҳозирда республикада мавжуд ўрта мактаб ёшидаги болаларининг 5,33 % и (аксарияти ўзбек миллатига мансуб болалар) рус мактабларида таълим олишади. Ўқувчи ёшларнинг ота-оналари фарзандини рус тилини билишини жуда хошлашни ҳисобга оладиган бўлсак,

ҳозирда рус тилини ўргатиш бўйича мактаб ўқув дастурида кўрсатилган ўқув соатларни ҳажмини ошириш масаласини кўриб чиқиш.

Еттинчидан - давлатларимиз ўртасида миллий маданият ойликларини кўпроқ ташкил этиш. Мазмунли шу билан бирга таъсирчан маънавий-маърифий тадбирлар (Фестивальлар, конференциялар, концертлар, учрашувлар, кўرғазмалар, давра суҳбатлари) ни доимий ташкил этиб бориш.

Ушбу келтирилган вазифалар уларнинг бажарилиши, албатта халқларимизнинг янада мустақкам маданий, иқтисодий, ижтимоий яқинлигига шароит яратади ва шу йўлда хизмат қилади. Зеро ушбу таҳликали замонда толерантлик, миллий тотувлик масаласи давлат сиёсати даражасига айланиб бўлди.

Библиографик рўйхат

1. Каримов И.А. *Хавфсизлик ва тинчлик учун курашмоқ керак. 10-жилд. -Т.Ўзбекистон, 2002. 7-бет.*
2. И.М.Гупкина *номидаги Россия давлат нефт ва газ университети филиали фаолиятини ташкил этиш тўғрисида Ўзбекистон Республикаси Президентининг қарори. //Халқ сўзи; 2007 йил, 13 январ.*
3. *Ҳамкорликнинг муҳим соҳаси. //Халқ сўзи; 2006 йил, 13 декабр.*
4. Қ.Ҳидиров *ҳамкорликфодаси. //Халқ сўзи; 2006 йил, 29 декабр.*
5. *Бирлик - Единство. № 5-6 (71-72) 2003. стр. 15.*
6. <http://culture.uzsci.net/laws/institutions/intercult5.html>.
7. Ванченко Т.П. *Культуролого-антропологические основания праздника: семантико-семиотические аспекты. Автореф. дисс. д. философ. н. Тамбов: ТГУ, 2008. 24-бет.*
8. Каримов И.А. *Хавфсизлик ва тинчлик учун курашмоқ керак. 10-жилд. -Т.:Ўзбекистон, 2002. 9-бет.*
9. *Ҳамкорликнинг барқарор ривож. //Халқ сўзи; 2008 йил 23 январ. <http://www.uzb.rs.gov.ru/> - "Рус фан ва маданияти маркази". 2011 йил феврал.*
- Каримов И.А. *Хавфсизлик ва тинчлик учун курашмоқ керак. 10-жилд.-Т. "Ўзбекистон", 2002, 7-бет.*

УДК:9(575.1)

© Сариев Н.Т., Каршиев Р.М. 2016 г.

РАЗВИТИЕ НАУКИ О ЗЕМЛЕ И ГОРНОГО ПРОМЫСЛА В УЗБЕКИСТАНЕ В XVII-ПЕРВОЙ ПОЛОВИНЕ XIX В

Сариев Н.Т., ст. преподаватель кафедры «Социально-гуманитарных дисциплин» Навоийского государственного горного института; **Каршиев Р.М.**, заведующий кафедрой «Методики преподавания истории» Навоийского государственного педагогического института

Ushbu maqolada, O'zbekistonning XVII-XIX asr birinchi yarmi boshlarigacha o'rganilgan geologik yerlari, yer va konchilik sanoati fanlarining rivojlanishi yoritib berilgan. Konchilik sanoati tarixi, geologik fanlarning xilma xil yo'nalishlarining paydo bo'lishi, va uning jamiyat, iqtisod, san'at, savdo-sotiq rivojlanishidagi o'rni kuzatilgan. Geologiya fani bilan boshqa fanlarning davriy aloqasi ko'rsatilgan. Jahon turli mamlakatlarining geologiya nazariyasi va amaliyoti tog'risidagi fan rivojiga ayrim olimlarning qo'shgan hissasi aks ettirilgan. Inson faoliyatining turli yo'nalishlarida ma'lum, mineral, metall, qimmatbaho tosh, tog' jinslarining ishlatilishi ko'rilgan.

Tayanch iboralar: *Geologiya, geomorfologiya, tadqiqot, ekspeditsiya, fan, konchilik jamiyati, metallar, sanoat, irrigatsiya ishlari, foydali qazilmalar, ruda.*

The article highlights the geological exploration in Uzbekistan, the development of earth sciences and mining fishery XVII- with the first half of the XIX century. We trace the history of mining, geological origin of various areas of science, its role in the development of society, economy, art and commerce. The connection between geol-

ogy and other sciences, reflect the contributions of individual scientists in the development of the theory and practice of Earth Sciences and other countries. The application of individual rocks, minerals, metals, precious stones in various fields of human activity.

Key words: *geology, geomorphology, research expedition, science, mining company, deposits, metals, fishing, irrigation works, minerals, ores.*

Наш народ навеки сохранит имена великих предков, внесших вклад в мировую цивилизацию и общечеловеческое развитие.

И.А. Каримов [1]

Исторический фон периода характеризовался жестокими междоусобными войнами, созданием государства господствующей узбекской династии Аштарханидов, подчинением его иранскому правителю Надиршаху, в империю которого входили также Турция, Афганистан и Северная Индия, и формированием на их развалинах трех государств – Бухарского эмирата, Хивинского и Кокандского ханств. Центром просвещения, культуры и науки всей Средней Азии становится Бухара – «купол Ислама». В Хивинском ханстве столица была перенесена в Хиву.

Состояние наук характеризуется в целом очень высоким уровнем, отсутствием среди ученых звезд мировой величины, спадом естественных наук. Это в значительной мере было обусловлено отгорожением от остального мира, изоляцией культуры и науки. Тем не менее, был целый ряд ученых в Бухаре, Хорезме, Коканде, оставивших заметный след, особенно, в области гуманитарных наук. К ним относится бухарский философ Мирза Абдулкадыр Бедиль, принимавший за основу четыре элемента: воздух, воду, землю и огонь; он писал о единстве сущности, постоянном изменении мира. Известны труды Гульхани, Агахи.

Как отдушина в эпоху войн расцветала поэзия, в которой были светочи, удостоенные высоких определений как «князь на троне поэтов Бухары»- мулла Сайид (Мухаммаси); «прирожденный Платон»- мулла Фитрой из Самарканда; мулла Мулхин, газели которого сравнивались с жемчугом; Машраб (Бобо Рахим) и др. Опубликовано: сборник «Поручение отцов», в котором были собраны узбекские пословицы, лирика поэтов Фазли, Гульхани (басни), Махмура. Появились поэтессы: Нодира (Мохилар-оим), жена кокандского Умархана, в течение 20 лет управлявшая государством после его смерти вплоть до своей казни в 1842 г., покровительствующая наукам; Махзуна и Увайси – дочери кокандских ученых.

Определенные успехи были достигнуты в области исторических наук. Мунис Хорезми написал историю Хорезма с охватом событий до 1812 г., перевел с

персидского на узбекский язык труд Мирхонда по всемирной истории. Следует отметить два трактата по истории Амина ал-Бухари: «Тарихи Мукад-хан» и «Убайдулла-намэ», в которых приведен ряд исторических фактов и подробностей времени их правления.

В архитектуре к памятникам зодчества этого периода относятся медресе Шердор на площади Регистан в Самарканде, Тилля-кари и у могилы Ходжа Ахрара в 4 km от Самарканда; ансамбль из мечети, пруда и медресе в Бухаре; построенные в Хиве мавзолей Пахлаван-Махмуда, медресе Кутлук-инака, дворец Таш-хавли.

Региональные исследования собственными силами в рассматриваемый период еще не проводились. Все имеющиеся сведения связаны с исследователями России и Германии, где к этому времени были уже созданы Академия наук в Петербурге и специальные геологические службы: Приказ рудокопных дел, Берг-Коллегия, Департамент горных и соляных дел, Штаб Корпуса горных инженеров в России; Фрейбергская горная академия и другие организации в Германии. На это время приходится «героический период» мировой истории геологии, охватывающий столетний отрезок между серединами XVII и XIX вв.

В Азии были проведены большие работы, в основном, исследователями этих государств. П.И. Годуновым составлен «Чертеж всей Сибири»; С. Ремезовым – атлас из 23-х карт под названием «Чертежная книга Сибири»; Д. Лебедевым и М. Ивановым – рукописная геологическая карта Восточного Забайкалья; под руководством П.К. Фролова - карты берегов сибирских рек: Ангары, Верхней Тунгуски, части Енисея и др. Н.И. Воскобойников исследовал северную часть Ирана; Е.П. Ковалевский- некоторые районы Китая и Египта [2].

Сведения о Средней Азии впервые были приведены в «Книге Большому Чертежу» с описанием карты всего Московского государства и прилегающих стран. Сам «Большой Чертеж», начавший составляться по приказу Ивана Грозного в 1552 г. и уточненный при Борисе Годунове и при Михайде Федоровиче, не сохранился. «Книга

Большому Чертежу», которую можно рассматривать как объяснительную записку к нему, издавалась неоднократно. Сообщалось о Синем (Аральском) море, его солёности, о впадении в него Сыра и Аму, о направлении другого русла Амударьи-Угуса-Океуса к Хвалынскому (Каспийскому) морю, о песках, искусственном орошении. Небесные или Тянь-Шанские горы к югу от Ташкента обозначены под названием Карабас (Черная голова).

Известны карты Меркатора, на которой Тянь-Шань выделялся под названием Мусарт, карта русского путешественника Артемия Вольнского, а также генеральная карта Китая, составленная иезуитами. С этой картой Европу познакомил д'Анвиль, издав атлас Китая с включением всех стран до Каспия. Следует упомянуть карту «Российской империи и Общей Татарии», изданную в 1739 г. Хази и хранящуюся в Архиве АН РУз в Ташкенте, описанную Н.Л. Корженевским.

Ряд высказываний о геоморфологии Центральной и Средней Азии имеется и М.В. Ломоносова, который дал первые наброски ее районирования. Азию он называл «главной горой» с вершиной в Тибете. «К сей вершине Азии принадлежит песчаная пустыня Коби, малая Бухария и высокая степь, разделяющая Сибирь от Китая». На территории срединной возвышенной части Азии и по ее периферии расположены гигантские хребты. По его представлениям, «когда рождаются горы, должны купно происходить и доли; напротив того, долин происхождение есть горам рождение..., хотя немало есть великих вод, произошедших от впадин, каковы, по-видимому, Каспийское и Аральское море».

В результате экспедиций 1768-1774 и 1793 гг. члена Петербургской Академии наук П.С. Паласса в Тянь-Шань был выделен хребет Богдо в качестве центрального узла. На основании обилия солей и присутствия двустворчатых раковин видов, живущих в Каспии, сделан вывод о том, что Арало-Каспийская равнина в недавнее геологическое время была дном моря, остатки которого представляет Каспий.

В начале XIX в. эмират и ханства посетили много специалистов разного профиля, в том числе и горного, из России и других государств. Н.Н. Муравьев посетил Хиву в 1819 г., Х.И. Пандер и Э.А. Эверсман при посольстве А.Ф. Негри в Бухаре совершили поездки по территории ханства в 1820 г.; Э.А. Эверсман - по Устюрту в 1824 г.; А.П. Бутенев, Богословский и Н.В., Ханьков - по территории Бухары в 1841 г. и др. Более научными и частыми стали экспедиции основанного в 1845 г. в Петербурге Русского Географического Общества. На этот период приходятся поездки А.И. Бутакова на Арал, Н.А. Северцова на Устюрт, в Приаралье, в северные цепи Тянь-Шань, венгра А. Вамбери

по Туранской низменности, А.П. Федченко и О.А. Федченко в Зарафшанскую долину, Фергану и Алай и др [3].

Ряд сведений приведен в крупной работе немецкого географа К. Риттера «Землеведение Азии», переведенной на русский язык П.П. Семеновым. Средняя Азия у него входит в Восточную нагорную Азию. Параллельный ряд хребтов, в который входит Тянь-Шань, окаймляет громадное нерасчлененное плоскогорье Центральной Азии. Параллелизм хребтов нарушается меридиальным хребтом Болор. Хребты сложены продуктами вулканической деятельности и подняты по длинным параллельным трещинам в разные периоды.

Немецкий исследователь А. Гумбольдт, воспитанник Фрейбергской горной академии, опубликовал в 1847 г. свою знаменитую «Центральную Азию», в которой привел сведения за многие века. Он составлял гипсометрическую карту горных цепей; Каспийское море и Арал отнесены к самой низменной части большой депрессии на западе Азии – «страны-кратера», образовавшейся в связи с поднятием Кавказа, Гиндукуша и др. В великом поясе Азиатских гор выделялись два главных направления: широтное (Алтай, Тянь-Шань, Гималаи) и меридиональное (Урал, Кузнецкие горы, Болор). Тянь-Шань он протягивал от Самарканда до Желтого моря. Мощнейшее поднятие Памира расположено на пересечении Болора с Тянь-Шанем. Болор протягивался от района пересечения с Гималайской и Кузнь-Луньской системами до Каратау. Таким образом, в Азии выделялось пять горных систем: Алтайская, Тянь-Шанская, Гималайская, кузнь-луньская и Болорская. Кавказ рассматривался как продолжение Тянь-Шаня.

Местными исследователями приводятся подробнейшие описания землетрясений. Так, Мухаммед Тахир бен Абул Касим дал обстоятельное описание землетрясения, происшедшего в 1620 г. в Фергане, в районе крепости Ахсы.

Событиями, имеющими отношение к полезным ископаемым были: борьба за бадахшанские рубиновые копи, которые в конце концов стали входить в состав Бухарского эмирата; девальвация серебряных денег - из одной монеты стали делать четыре; нарастающий во времени объем торговли металлами; изменение русла Амударьи, приведшее к строительству новых городов со старым названием- Хазарасп, Кят, Ханка, Шахабад и др.

Особое значение имело установление дипломатических отношений с Россией, обмен посольствами, после чего начались многочисленные экспедиции русских чиновников, исследователей, путешественников, поездки купцов, для которых стало возможной беспопышной торговлей. Этот период в России отличался особым размахом деятельности по освоению богатств Сибири, Северо-Восточной Азии, куда посылались с середины XVII в. специ-

альные «рудосыскные» партии. Исследовались и месторождения зарубежной Азии. Известна «Ведомость о Китайской земле и глубокой Индии», составленная тобольским воеводой П.И. Годуновым в 1669 г. с указанием имеющихся месторождений, а также перспективных районов Сибири и Урала на железо, каменный уголь, серебряную руду и золото [4].

Сведения о полезных ископаемых Бухарской земли сообщали сами послы. В перечень входили лалы, серебряные, оловянные руды и селитра, которой очень много, и по качеству она лучше персидской. Селитру брали «по кислым озерам», варили в котлах. Серу топили из камня вблизи Еркенских городов, свинец плавил из руды в горах Карнаке. В Россию вывозили «луки бухарские, котлы чудинные».

Более основательное включение изучения полезных ископаемых Средней Азии в сферу деятельности России связано с Петром I. В 1713 г. Петр I получил сведения о нахождении золота на Амударье от богатого туркмена Ходжи Нефеса, специально приехавшего в Астрахань для встречи с государем России. Посол Хивинского хана в Петербурге Ашурбек не только подтвердил, но и предложил ему даже построить крепость на берегу Каспийского моря у старого устья Амударьи с содержанием 1000 человек. Естественно, реакция была незамедлительной. В 1714-1717 гг. по указу Петра I снаряжается экспедиция князя А. Бековича-Черкасского в Хиву. Внимание привлекает гора Шеддохтау, содержащая золотую и серебряную руду.

В минералогических каталогах, составленных М.В. Ломоносовым, появились сведения о самородном золоте и золотоносном песке Бухарии и бассейна реки Амударья. В Оренбургских записях 1759 г. приведены сведения о горе около самого Аральского моря, содержащей богатую золотую руду, которую добывать «никому не позволено». Позднее стало известно о нахождении золота и серебра в 40 верстах от Хивы по направлению к Мангышлакскому мысу; о хороших их рудах в хребтах Шихджери, Шейх-Джели; о золоте в Самаркандских горах.

Среднеазиатские купцы стали принимать участие в Нижегородских ярмарках. Потянулись огромные караваны: вывозились золото, серебро и драгоценные камни. Выпускаемые в 1819 г. в Бухаре серебряные танге, были «очень добротными». А золотые монеты этих лет были меньше и дешевле хивинских. Позднее появились сведения о вывозе из Бухарии не только золотоносного речного песка, но и монет, которые чеканились из собственного золота, в Кабул и Персию; об обмене индийскими купцами на бухарские телли и голландские червонцы.

Пошли караваны - сухопутные флотилии с золотом в Западную Монголию: из Ташкента в

Кульджу. Вывозили золото также из Памира, Бадахшана. Делались попытки подсчета количества вывезенного золота из Средней Азии за все время в древних временах. При средней годовой добыче в 6 пудов оно оценивалось более 20000 пудов. Только из речного золота на многих реках: Амударьи, Сырдарьи, Касан и др. А. Борнс отмечал случай нахождения на берегу Амударьи самородка золота величиной с голубиное яйцо. Однако не на всех реках все пробы были положительны: на реке Чирчик иногда находили только железо, тогда как другие отмечали здесь изобилие золота; на реке Зеравшан золото или отсутствовало, или оно было мелкое, тонкое, «не стоящее отработки».

Поиски коренных месторождений золота, предпринятые в Нуратау, окончились в этот период неудачей. В верховьях Соха разрабатывалось золото, но без указания на его генетический тип. Там же добывались серебро и медь. Первые для всего Туркестана находки жильного золота связаны с Кызылкумами, чем и объясняются представления о Туркестане как о «русском Клондайке» уже к началу XX в. И уже к тридцатым годам на территории Средней Азии насчитывалось свыше 360 золотоносных точек. Были споры относительно будущей перспективности региона на золото. В сторону положительной оценки перевешивали факты отсутствия признаков истощения, несмотря на многовековые разработки.

В ханства и эмират ввозились из России: железо, металлические изделия, чугунные котлы, кувшины, сталь, латунь, медь, купорос, олово, составляющие 30 % экспорта русских металлических изделий. Ввоз из Индии, Ирана, Афганистана и Китая был незначителен. Этот перечень свидетельствует о том, что местная добыча железа и меди не удовлетворяла потребности. Хотя посол в Бухарском ханстве Флорио Беневини писал, что в Самаркандских горах, Бухаре «заподлинно довольно меди, квасцов, свинцу и железа самого доброго», и сказано, что железо и медь Бухария продает в Персию. Вывозили железо и памирцы. Железо было очень нужно, так как развивалось оружейное дело, отливались пушки, ядра и т.д. Были введены поощрительные меры. В Бухаре кустари-железодобытчики освобождались от податей Известная мелкая кустарная добыча железа в Байсунском бекстве, в верховьях Чирчика, в некоторых пунктах Ферганской долины.

Сведения о меди показывают разные масштабы ее добычи и применения в различных владениях. Так, в Хивинском владении и Ташкенте чеканили медные деньги, а пушки лили из привозимой из России меди. Кокандское же правительство собирало у населения медную утварь, брало медь в металле и изделиях в виде пошлин с тор-

говых караванов, вводило специальный «медный налог»- «мисс упил». То же самое различие отмечалось и в отношении олова: в Бухарии, по одним данным, оно значилось среди продаваемых товаров, по другим, привозилось из России; в Хивинском ханстве его, как и свинец, приходилось подкупать в России. Касательно свинцовой руды: в Бухарии, по одним данным, для изготовления пороха свинец привозили из «иных стран», по другим, свинец был собственным. Небольшая добыча его отмечалась близ Ташкента в горах Каратау, где он «находится в виде свинцового блеска, небольшими изредка прожилками и гнездами в известковом камне».

По записям горного инженера Т.С. Бурнашева, работавшего в Бухарии, велась в небольших размерах разработка свинца, серы, купороса, нашатыря, квасцов, селитры и соли. Вместе с М.С. Поспеловым им в 1880 г. были осмотрены рудные прииски близ Ташкента, организовано производство здесь селитры. Она добывалась в Куве, Кара-Тюбе, Уйчаке, Курган-Рабате. Использовалась при приготовлении пороха и в качестве удобрения. Между Бухарой и Балхом отмечалась соль, цветом подобная красному мрамору [5].

К XVIII в. относятся первые сведения о добыче нефти на Челекене.

Добыча драгоценных и поделочных камней продолжалась на Памире, в Бадахшане. Из Памира вывозили горный хрусталь, яшму; из Бадахшана-ляпис-лазурь, бирюзу, лалы, рубины. Однако и здесь добыча лазурита шла в меньших размерах, чем раньше. Запрет на поиски в горах был наложен не только на золото и серебро, но и на ляпис-лазурит, хотя из нее «целая большая гора стоит; однако секретно вывозят непрерывно». К 1813 г. относят сведения о добыче ташкентцами бирюзы в горах под Ходжендом.

В качестве стройматериалов добывались мрамор и известняки под Ташкентом, используемые на кладку фундамента, выстилку тротуаров и дру-

гие надобности. На месторождении Акташ под Ташкентом продолжалась добыча агальматолита, употреблявшегося при возведении архитектурных сооружений.

Несмотря на многие противоречивые данные о наличии полезных ископаемых, их добыче и торговле ими, следует сказать, что Бухария - «это одна из богатых и прекраснейших стран северной Азии».

Знания в областях геологической науки реализовывались в прокладке каналов, строительстве плотин и водозаборов. На горных реках и саях с большим уклоном и быстрым течением соорудились сипайные водозаборы, на реках с умеренным течением - фашинные дамбы с водозаборными шлюзами, а на Амударье - водозаборы с многоголовным питанием. Размеры крупных плотин достигали 3 km в длину, 4 m в ширину в основании до 1,5 m высотой. Чигири поднимали воду на высоту 4 m и более. Появились тягловые чигири с использованием лошадей, верблюдов. Только в низовьях Амударьи насчитывалось свыше 60 тыс. чигирей. От Чирчика отходило 45 каналов, наиболее крупные - Захарык и Бозсу. В Ферганской долине только магистральные арыки достигали 2 тыс. km. По 100 km Имели Шахрихансай, Андижансай, Янгиарык. В Самаркандской области длина всех арыков составляла свыше 4 тыс. km, в Сырдарьинской- 21 тыс. km. В Ташкентской области наибольшим был канал Ханарык, в Хивинском ханстве - Лаузан.

На протяжении всего рассматриваемого периода истории Средней Азии происходили войны, приводившие к перераспределению богатств, перемещению, перетягиванию ученых и ремесленников. Как противовес войнам возникали ряды центры науки и поэзии. Во все времена ценились знания, предпринимались различные способы их сохранности и передачи потомкам, что и обуславливало в целом общий прогресс.

Библиографический список

1. Каримов И.А. *Наша высшая цель – независимость и процветание Родины, свобода и благополучие народа.* Ташкент: Узбекистон, 2000.-Т.8.-512с.
2. Лордкипанидзе Л.Н. *История геологического изучения Узбекистана в системе цивилизаций Азии.*- Ташкент: ГИДРО-ИНГЕО, 2001.-180с.
3. *Минерально-сырьевые ресурсы Узбекистана.* Ташкент: «ФАН», 1975.
4. Абдуллаев Х.М., Васильковский Н.П., Вайнер Л.А., Исламов О.И.. *Очерки по истории геологического изучения Средней Азии.* Ташкент: «ФАН», 1956.
5. Гарьковец В.Г. *Перспективы золотоносности и некоторые проблемы вопросы геологии золота Узбекистана.*- Ташкент: «ФАН», 1969.

ЎЗБЕКИСТОННИНГ ФАРҒОНА ҲУДУДЛАРИДАГИ КОН-МЕТАЛЛУРГИЯ ЁДГОРЛИКЛАРИ ТАВСИФИ

Одинаева З.Б., НДПИ "Тарих ўқитиш методикаси" кафедраси ўқитувчиси

В статье рассматриваются результаты исследований в годы независимости древних рудников и наряду с этим изучение историографического описания по всем территориям Узбекистана.

Опорные слова: полезные ископаемые, Алайские горы, Туркестан, Ферганский и Ташкентский оазисы, производство металла, добычные руды, медь, железо, золото, свинец, древние рудники, археологические исследования, метод отработки, параметры разработки, морфологическое описание, объём работ, технология обогащения руд, метод перевозки.

In the article the results of research in the years of independence of the ancient mines and along with this study historical description on all territory of Uzbekistan.

Key words: minerals, Alai mountains, Turkistan, Fergana and Tashkent oasis, metal manufacturing, mining ore, copper, iron, gold, lead, ancient mines, archaeological research, mining method, the development parameters, morphological description, scope of work, concentration technology ore transportation method.

Маълумки, Ватанимиз ҳудудлари ўзининг ер ости ва ер усти бойликларининг кўплиги билан дунёда етакчи ўринлардан бирини эгаллайди [1]. Қадим даврлардан аجدодларимиз кундалик турмушида бу бойликлардан кенг миқёсда фойдаланиб келганлар. Археологларимиз томонидан тадқиқ этилган кўплаб металлургия ёдгорликлари бунга далил бўла олади. Хусусан, кўп металл фойдали қазилмаларга бой ҳудуд Тиёншон тоғ тизмаларидир. Унинг тармоқлари ғарбдан Фарғона ва Тошкент воҳасигача чўзилган. Ушбу шарқий ҳудудлар нодир ва рангли металл ишлаб чиқаришга ихтисослашган археологик ёдгорликларга бойдир.

Фарғона водийси шимолдан Чотқол ва Қурама тоғлари ҳамда Қорамозор билан, шарқдан Фарғона тоғ тизмалари, жанубдан Олой тоғлари, жанубий – ғарбдан Туркистон тоғлари билан ўралган. Фарғонанинг конлари ҳақида дастлабки маълумотлар ўрта аср шарқ географлари асарларида учрайди. Истахри, Фарғона ҳақида ёзар экан, "кишиларнинг кўлида бўлган олтин, кумуш ва симобнинг катта қисми ташқарига олиб чиқиб кетилар... Фарғона тоғларидан мис, темир, олтин ва қўрғошин қазиб олиними" ҳақида ёзиб қолдирган [2].

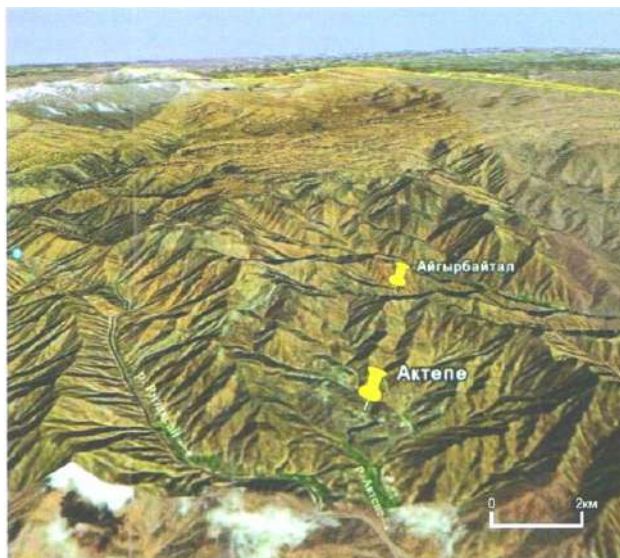
Ярим аср кейинроқ Абул Қосим ибн Хаукал, ўз асарида Истахрини сўзларини такрорлаб, Фарғонада металл ишлаб чиқариш марказларининг бирмунча аниқроқ тавсифини беради. Унинг ёзишича, олтин ва кумуш конлари Ахсикентда ва Навкот атрофларида, симоб Саджа тоғларида, олтин, кумуш, феруза, сарик мис ва қалай юкори Нисо яқинида қазиб олинган [3]. Бундан кўриниб турибдики, жанубий Фарғона

ҳудудларида Х асрда рангли ва нодир металл ишлаб чиқарилган. Археологик тадқиқотларнинг хулосаларига кўра, шимолий Фарғонадаги конларда ҳам қазиб олиш фаол амалга оширилган. Қурама тоғларининг жанубий ёнбағрларида, юкорида тилга олинган Илоқ конларига туташиб кетувчи Қорамозор конлари ишлаб турган.

Геологлар ва археологлар томонидан ўрганилган, XI-XII асрнинг энг йирик конларидан бири шимолий Фарғонадаги Оқтепа кумуш конидир. У Қурама тоғининг шимоли-шарқий томонида жойлашган бўлиб, ундан 1,5 км наридан Резаксой оқиб ўтади. Оқтепа кони 1933 йилда геолог-тадқиқотчи Ф.И. Волфсон томонидан очилган. У бу ерларда қадимда қазиб олинган кўпгина конлар борлигини аниқлаган. Унинг фикрича, Оқтепа кони Резак конлари туркумига кириб, таркибида олтин миқдори камроқ бўлган [4].

1961-1962 йилларда А.А. Абдурахмонов томонидан Оқтепа кони геологик жиҳатдан ўрганилган ва қадимги қазиб олинган рудалар миқдори 3 млн. т ташкил қилганлиги аниқланган (1-расм) [5].

Кейинчалик, ёдгорликда академик Ю.Ф. Буряков археологик тадқиқотлар олиб борган ва бу ердаги қадимги конларни қазиб олиш даражаси, шахталарни шамоллатиш ва улардан сувни чиқариб ташлаш усулларига ҳамда миқдорига кўра 4 та гуруҳга ажратган. Қазиб олиш услуги, чиқариб ташланган сув ҳажми, шамоллатиш усуллари V -XI асрларга, конларни фаол ишлаши эса IX-XII асрларга мансублиги аниқланган. Қазиб олинган руда миқдори эса геологларнинг ҳисоб-китобига яқин чиққан [6].



1-расм. Оқтепа кони геологик харитаси

Оқтепа конлари 1985-1995 йилларда геолог А.Е. Кабо ҳамда археолог С.А. Дудаковлар томонидан ўрганилган. Улар томонидан қадимги қазиб олиш параметрлари - шахта чуқурлиги, қазиб олиш усуллари, уларнинг морфологик тавсифи, йўналиши, иш ҳажми, рудани бойитиш технологияси ва ташиш йўллари ўрганилган. Кончиларни манзилгоҳлари очилган ва моддий-маданий турмуш тарзи ўрганилган. Тадқиқот натижаларига кўра, бу ердаги шахталар X-XII асрларда фаол ишлаганлиги аниқланган [7].

Қадимги коннинг жадал қазиб олиш майдони 180 минг m^2 ни ташкил қилган бўлиб, 50 минг кон нуқталари, жумладан, кидириш, асосий ва ёрдамчи объектлари бўлган. Таъкидлаш жоизки, ушбу конларни қазиб олиш маданияти юқори даражада бўлиб, техника хавфсизлигига катта аҳамият берилган, руда қатлами тозалаб олинган. Руда қопларда ташилган бўлиб, уларни кўтариш махсус мосламалар (противовес) ёрдамида амалга оширилган [7].

Бу ердан рудани саралаш асбоблари ҳамда қазувчи асбоблар яшаш учун темир эритадиган печлар топилган [7]. Умуман, Оқтепа ўрта асрларда Ўрта Осиёда энг йирик қумуш конларидан бири бўлган ва рудани қазиб олинган ҳажми 500,000 m^3 га тенг бўлган.

Жанубий Фарғонада, жанубий Тиёшон тоғ тизмалари, Шарқий Олой тоғлари ён-бағридан Туркистоннинг ғарбий тизмалари ҳамда Зарафшон ва Гуссар тоғларигача қадимги олтин, қумуш, симоб ва бошқа фойдали қазилмалар қазиб олинган конлар мавжудлиги аниқланган.

Геолог В.Т. Сургай Туркистон ва Олой тоғларидаги қадимги конлар ҳақида маълумот беради. Булар Сарт-Истаган, Дангарик, Керни, Чаён-Камарлардир. Улардан Сарт-Истаган кони аҳамиятга моликдир. Ундан фойдали қазилмалар

уяли усул ёрдамида қазиб олинган. Кондан кўплаб меҳнат қуролилари, мис тангалар топилган. Мис тангаларнинг бири XII асрда Қодирхон томонидан Ўзганда, иккинчиси эса Самоний Носир II томонидан Самарқандда зарб этилганлиги аниқланган [8].

В. Сургай томонидан тадқиқ этилган иккинчи кон - Дангарик икки ярусли камерадан иборат бўлиб, ундаги фойдали минераллар оҳақтош таркибида бўлган. Учинчи кон Керни эса ғорда жойлашган бўлиб, қазиб олиш ишлари пона ёрдамида амалга оширилган, ғорни тубида кўп миқдорда чикит тупроқ (отвал) қолдирилган. Афсуски, геологларнинг кидирув хариталарида ушбу ҳудудлардаги қадимги конлар рўйхати кўрсатилмаган ва улар ҳақидаги ёзма маълумотлар ҳам тўлиқ эмас.

Фарғонанинг ушбу конлари ҳақидаги муҳим ёзма ахборотни айрим мутахассислар, жумладан, А.А. Сауков ёзиб қолдирган. У Фарғонанинг қирғизлар минтақасида кўп ишлатилган конлар, иш қуролилари, руда қазувчиларни турмуш тарзи, шунингдек, симоб қазиб олиш ва рудадан симобни ажратиб олиш усули ҳақида ҳам маълумотлар қолдирган [9].

Шунингдек, В. Сургай махсус тадқиқотлар ўтказиб, рудадан симобни қиздириб олиш, сўнгра унинг олтинни ажратиб олишда қўлланилганлигини аниқлаган. Чаён-Камар симоб кони яқинидаги тупроқ чикитларни ўрганиш жараёнида қадимги одамларни рудадан симобни ажратиб олиш усуллари билишга имкон берадиган ашёлар топилган [8].

Жумладан, бу ердан махсус печ топилган бўлиб, унга баландлиги 50-60 см бўлган катта сапол идишлар жойлаштирилган. Идиш руда билан тўлдирилган ва қиздирилган. Махсус сапол қувурлар ёрдамида газлар совутгич идишга юборилган, унда симоб буғлари совиб, суоқликка айланган ва идишда тўпланган. Олинган симоб майин қилиб майдаланган, сўнгра рудадан олтин ва қумушни амалгамация усули билан ажратиб олиш учун ишлатилган. Бу олтин симобли олтин дейилади” [10].

Фарғонанинг қадимги конларини тавсифлашда ғор шаклидаги Кони-тут конини ҳам таъкидлаш жоиздир. Бу кон Шўртов тоғининг тизмаси бўлган Сариктовда, Чорку қишлоғидан 30 км нарида жойлашган. Кони-тут кони Туркистон археология хавсқорлари тўғараги аъзолари томонидан тадқиқ қилинган. У етарлича баланд залли ва гумбазли ғордан таркиб топган.

Ғорнинг залидан кўплаб ер ости йўллари олиб борувчи учта кириш йўлаги, қудуқсимон шахталардан ва карерлардан иборат. Ҳар бир карерда яна қудуқсимон шахталар бўлиб, пастки карерга ёғоч новлар ёрдамида тушилган.

Тадқиқотчилар ғор билан танишиш жараёнида ер ости йўллари темирдан ишланган ўткир асбоблар ёрдамида қазилганига амин бўлдилар. Йўлаклар, шахталар арча дарахти ходалари билан мустаҳкамланган. Эскирган ва рудаси қазиб тугатилган шахта, карер ва йўлаклар кераксиз тоғ жинслари билан тўлдирилган. Геолог ва археологларнинг кейинги тадқиқотлари шуни кўрсатдики, бу кон табиий структурага эга ғордан иборат бўлган ва уни қазиб ишлари I-II асрларда амалга оширилган. Ундан қўрғошин ва темир рудасини қазиб олиш ишлари VIII-XI асрларда давом этирилган. Коннинг майдони 2 га га тенг бўлган. Бу ерда металл эритиш печи бўлганлигини тошқол уюмлари борлигидан тахмин килса бўлади. Археолог А.Р. Мухаммаджоновнинг маълумотларига кўра, Фарғонада ўша даврлардаёқ тошқўмир ва нефт конлари фаолият кўрсата бошлаган. Бу даврда қазилма бойликлар очик майдондаги ва бир неча метр чуқурликдаги ер ости конларидан қазиб олинган [11]. Қазилган рудалар ғалтаклар ёрдамида юқорига олиб чиқилганидан сўнг, маъдансозлар уни эритиб, металлни ажратиб олишган. Кончиларнинг меҳнати ниҳоятда оғир, машаққатли ва хафли эди. Қадимги конларда ўтказилган археологик тадқиқотлар жараёнида IX-X асрнинг қора чироқлари, болға, болта, чўкич, қозон ва бошқа топилмаларнинг ёнгинасидан одам суяқларининг топилиши бунга мисол бўла олади.

Бу борада, Г.М. Сверчковнинг тадқиқотларини мисол келтириш мумкин. Муаллиф, Ўзбекистоннинг кўпгина вилоятларида қадимги қазиб олинган конлар ҳақида, яъни фойдали қазилмаларнинг тури, ҳажми, даври

ҳақида етарлича билимга эга эмаслигимизни таъкидлайди. У Ўзбекистон металлургияси тарихини ўрганишда аниқ металлургия пунктлари ва кончиликнинг йирик марказларини аниқлаш билан бир қаторда, тайёр маҳсулотлар борасида ҳам изланишлар олиб боради. Тадқиқотлар икки йўналишда: морфологик тавсифлаш ва тошқолларни (тайёр металл буюм, маҳсулот, қуйиш қолдиқлари) кимё-технологик таҳлил қилиш ишлари олиб борилади.

Морфологик таҳлил пунктларни ўзаро алоқалари ва иш қуролларининг даврини аниқлаш ҳамда қиёсий таҳлил қилиш йўли билан ўрганилади. Кимёвий таҳлил эса, қимматбаҳо материалларни, маҳсулотларни кимёвий таркибини ўрганиш, металлургияларнинг салоҳиятини ва тайёр маҳсулот қайси кон рудасидан олинганлигини аниқлашга ёрдам берди. Бундай таҳлил қилиш усули биринчи бўлиб 1947 йили М.Е. Массон томонидан амалга оширилган ва Фарғона қуймакорлари қалайли бронзадан фойдаланганликлари ҳақидаги маълумотларни берди [12].

XX асрнинг иккинчи ярмидан бошлаб, тайёр маҳсулотни кимёвий таркибига кўра, руда қайси кондан қазиб олинганлигини аниқлаш мақсадида бир қатор илмий ишлар бажарилган. Шулардан бири, И.В. Багданова-Березовскаянинг тадқиқотлари бўлиб, у Фарғона ҳудудидаги металлургия маҳсулотларининг таркибини ўрганган. Бу эса Фарғона металлургияларининг металл ишлаб чиқариш ўчоғи бўлган Чуст маданиятини ҳамда Фарғона водийси тоғлари фойдали қазилмаларга бой бўлганлигини аниқлаш имконини беради.

Библиографик рўйхат

1. Каримов И.А. *Ўзбекистон XXI аср бусағасида: хавфсизликка таҳдид, барқарорлик шартлари ва тараккиёт кафолатлари*. - Тошкент.: «Ўзбекистон». 1997.
2. *Китаб масалик ал-мамалик ал-Истаҳри // Материалы по истории киргизов и Киргизии (второе издание)*. Бишкек, 2002.
3. Бетгер Е.К. *Извлечение из книги «Пути и страны» Абу-л-Касыма ибн Хаукаля // Труды САГУ. Вып.4. Ташкент, 1957.*
4. Вольфсон Ф.И. *Оруденение северо-восточного Карамазара. К проблеме оруденения северного Карамазоре.*
5. Абдурахмонов А.А. *История исследования месторождения Актеле // Горный вестник Узбекистана. Ташкент, 2004. Вып №2 (17). С.93-94.*
6. Буряков Ю.Ф., Бакиев Р.А., Дудаков С.А. *Новые данные к истории горного дела и металлургии Северной Ферганы. ИМ-КУ. Вып. №25. Ташкент. 1994.*
7. Кабо А.С. *Актелинское серебрянорудное поле в Узбекистане - новые объекты пятиэлементной деформации.*
8. Сургай В.Т.К *Истории горной промышленности в Киргизии...изд. Кирг. фил. Фрунзе. 1951.*
9. Сауков А.А. *Древняя добыча ртути в Фергане. Труд, ТГЭ, 1930, вып. №3, изд. АНССР. Л., 1932.*
10. Абу Райхан Беруни. *«Собрание сведений для познания драгоценностей» или «Минералогия»*. М., 1963
11. Мухаммаджонов А.Р. *Ўзбекистон тарихи. Т.: «Укитувчи», 1999.*
12. Массон М.Е. *Рудник Погибсии. Изд. Кирг. Фрунзе. 1971.*



АКБАРОВ ТАХИРЖАН ГУЛЯМОВИЧ

(к 75 - летию со дня рождения)

Акбарову Т.Г. кандидату технических наук, доценту исполняется 75 лет. Акбаров Т.Г. родился 14 марта 1941 г.

В 1963 году окончил Ташкентский политехнический институт им. А.Р. Беруний (ныне Ташкентский государственный технический университет) по специальности «Разработка месторождений полезных ископаемых». После окончания института работал на Алтын-Топканском горно-металлургическом комбинате.

С 1964 года вся его дальнейшая жизнь с частичными перерывами связана с ТашПИ. Прошел все ступени педагогической деятельности - ассистент, старший преподаватель, доцент, заведующий кафедрой. Заведовал кафедрами «Технология и комплексная механизация подземной разработки МПИ», «Технология и комплексная механизация открытой разработки МПИ», «Разработка МПИ». В настоящее время является доцентом кафедры «Геотехнология угольных и пластовых месторождений» ТашГТУ.

Первым из горняков Узбекистана Акбаров Т.Г. в 1972-73 годах стажировался в ста-

рейшем в мире горном учебном заведении – во Фрайберской горной академии в Германии, проходил стажировку также во Франции.

В 1978-82 годах находился на педагогической работе в Алжире, принимая участие в подготовке инженеров – геологов и горняков для молодой республики.

В 1997-2008 годах Тахиржан Гулямович находился на производственной работе, являясь директором ОАО горнорудной компании «Тоғ Гули» и внес свой вклад на добычу драгоценных металлов.

Его научная деятельность связана с совершенствованием технологии добычи полезных ископаемых Узбекистана. Награжден знаком «Горняцкая слава» III и II степени. Был участником многих научных конференций, выступал с докладами. Был членом ученого совета горно-металлургического факультета, ТашГТУ, совета по присуждению ученых степеней кандидата наук. Им опубликованы более 100 научных статей, учебно-методических и учебных пособий.

ГП Навоийский горно-металлургический комбинат, ОАО Алмалыкский горно-металлургический комбинат, Ташкентский государственный технический университет им. А.Р. Беруний, Навоийский государственный горный институт, Государственное унитарное предприятие Узбекский научно-исследовательский и проектный институт геотехнологии и цветной металлургии «O'zGEORANGMETLITI», редакционный совет научно-технического и производственного журнала «O'ZBEKISTON KONCHILIK XABARNO-MASI», поздравляет доцента Тахиржана Гулямовича с 75-летним юбилеем и желает ему доброго здоровья, многих лет жизни и успехов в подготовке высококвалифицированных кадров.



ШАХОДЖАЕВ ЛАТИФ ШАМАНСУРОВИЧ

(к 80 - летию со дня рождения)

Шаходжаев Л.Ш. родился 23 февраля 1936 г. в семье ремесленника.

После окончания 10 классов в 1954 г. поступил и в 1959 году окончил гор-

ный факультет Среднеазиатского политехнического института, по специальности горный инженер-электромеханик.

После успешного окончания института по распределению был оставлен на кафедре «Горная электромеханика» на должности ассистента, где работает по настоящее время.

В 1961-1964 годах учился в аспирантуре при Московском институте радиоэлектроники и горной электромеханики.

В 1965 году защитил кандидатскую диссертацию и в 1967 году ему присвоено ученое звание доцента.

Шаходжаев Л.Ш. долгие годы работал заместителем декана факультета, заместителем председателя ученого Совета, ответственным секретарем журнала «Таълим муаммолари».

В разные периоды Латиф Шамансурович более 20 лет успешно заведовал кафедрой «Горная электромеханика». Он внес большой вклад в подготовку квалифицированных многотысячных горных инженеров, бакалавров и магистров.

Научно-исследовательская деятельность неразрывно связана решениями проблем шахтного и карьерного транспорта.

В 1990 – 1999 годы в порядке перевода он работал в главном управлении Министерства высшего и среднего специального образования Республики Узбекистан и в Институте проблем высшей и средней специальной школы главным специалистом и ученым секретарем.

Он является автором более 100 научных и научно-методических работ. Его научные труды опубликова-

ны в специализированных журналах и сборниках научных трудов Республики Узбекистан и стран СНГ. Около половины опубликованных работ носят научно-методический характер, им издан 6 учебных пособий.

Принимает непосредственное и активное участие в разработке Государственных образовательных стандартов и учебных планов высшего и среднего специального образования по направлениям и специализациям горного профиля. В настоящее время он в качестве доцента и члена научно-методического совета университета проводит большую организационную работу по методическому обеспечению учебного процесса.

За активное участие в социально-экономическом развитии Республики Узбекистан и подготовку специалистов награжден нагрудными знаками «Мустакилик», «За отличные успехи в работе», «Шахтерская Слава» III степени и многими почетными грамотами.

Свой 80-летний юбилей Латиф Шамансурович встречает в расцвете творческой активности при большом уважении всего профессорско-преподавательского и студенческого коллектива университета.



ГП Навоийский горно-металлургический комбинат, ОАО Алмалыкский горно-металлургический комбинат, Ташкентский государственный технический университет им. А.Р. Беруний, Навоийский государственный горный институт, Государственное унитарное предприятие Узбекский научно-исследовательский и проектный институт геотехнологии и цветной металлургии «O'zGEORANGMETLITI», редакционный совет научно-технического и производственного журнала «O'ZBEKISTON KONCHILIK XABARNO-MASI», поздравляет доцента Тахиржана Гулямовича с 80-летним юбилеем и желает ему доброго здоровья, многих лет жизни и успехов в подготовке высококвалифицированных кадров.

Книжная новинка



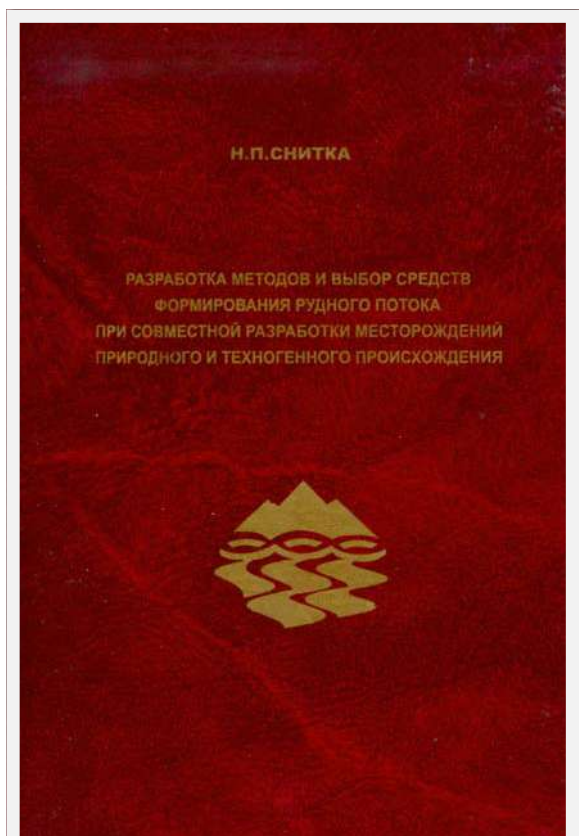
В монографии Снитки Н.П. «Разработка методов и выбор средств формирования рудного потока при совместной разработке месторождений природного и техногенного происхождения» рассмотрен комплекс вопросов по разработке методов и средств формирования рудного потока при совместной разработке месторождений природного и техногенного происхождения. Разработаны экономико-математические модели для решения задачи рационального размещения сети эксплуатационной разведки и методики экономико-технологического нормирования и учета эксплуатационных потерь руды и металла, а также разубоживания добытой руды по нормам прихватов к рудным контурам. Установлена взаимосвязь показателей оптимального соотношения норм мощностей теряемой руды и прихватов 1 t разубоживающей породы с экономическим ущербом

от потерь и разубоживания руды по сортам. Установлено оптимальное соотношение норм прихватов разубоживающей породы к теряемой мощности руды по фактическим затратам при добыче и переработке. Распределение зон технологических прихватов в сечении уступа к 1 пог.м периметра рудного контура по применяемым схемам добычи рекомендовано производить по формулам определения нормативов для конкретных условий обрабатываемых рудных тел по сортовым планам, уступам и всего по карьеру.

Разработана система технологических, технических и организационных решений, обеспечивающих повышение эффективности работы системы «карьер - завод» на основе вовлечения в производство техногенных ресурсов установленными границами «балансовая руда - забалансовая руда» циклично с последовательным приближением интегрального технико-экономического показателя комплекса к технически достижимому уровню за счет управления функциональными объектами в направлении совершенствования технологических процессов на иерархически взаимосвязанных уровнях.

Усовершенствована система непрерывного проектирования и планирования открытых горных работ, предусматривающая определение условий наиболее полного использования ресурсного потенциала месторождения на текущий момент времени. Разработан метод оперативного управления сырьевой базой на основе применения динамических кондиций использованием складов забалансовой руды с выявленной анизотропией содержаний в качестве буферного элемента в рудном потоке карьера, которая используется при необходимости для регулирования качественных параметров рудного потока карьера.

Монография предназначена для бакалавров, магистров и докторантов горных ВУЗов и факультетов и может быть полезна для инженерно-технических работников производства и научно-исследовательских институтов горнодобывающей промышленности.



Редакция научно-технического и производственного журнала «Горный вестник Узбекистана» и Навоийский горно-металлургический комбинат объявляет конкурс «Лучшая-научно-техническая и производственная статья» посвящённая 25-летию независимости Республики Узбекистан.

В конкурсе могут принять участие высококвалифицированные специалисты Навоийского и Алмалыкского горно-металлургических комбинатов, соискатели, докторанты, преподаватели ВУЗов Республики Узбекистан по горно-геологической и химико-металлургической отраслям.

Сроки приёма научно-технических статей:
с 1 апреля по 31 мая 2016 года.

Экспертиза научно-технических статей:
с 1 июня по 30 июня 2016 года.

Итоги конкурса: август 2016 года



Статьи, прошедшие экспертизу будут опубликованы в журнале «Горный вестник Узбекистана» №3-2016.

Победители конкурса получат: ноутбук.

Для участия в конкурсе необходимо прислать научно-техническую статью, согласно требованиям журнала «Горный вестник Узбекистана», с приложением экспертного заключения на опубликование статьи в открытой печати.

Адрес редакции: 210100, г. Навои, ул. Навои-27, Редакционный совет журнала «Горный вестник Узбекистана»

Тел.: 8 (436) 227-69-12, 8 (436) 227-69-13

Факс: 8 (436) 227-66-19

Сайт: <http://www.ngmk.uz>; www.ziyonet.uz

E-mail: YuD.Norov@ngmk.uz

Аналитическая группа: Сайфиева Х.С., Заирова Ф.Ю., Кантуреева Ф.С.

Мы всегда готовы ответить на все ваши вопросы!

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 и быть интересной достаточно широкому кругу научной и технической общественности.

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) 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 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 - 1,25 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, JPG;

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 руйхат) - полужирным.

ДЛЯ ТЯЖЕЛЫХ РАБОТ В ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧЕ

Эксперт в шахтном строительстве:

- > Оборудование для сухого и мокрого торкретирования
- > Оборудование для оборки кровли
- > Оборудование для дробления "негабаритов"
- > Специальные шахтные бетонные заводы
- > Оборудование для механизированной зарядки шпуров/скважин
- > Постоянный технический контроль за оборудованием в течение всего жизненного цикла
- > Крепление горизонтальных и вертикальных выработок
- > Динамическая анкерная крепь
- > Консолидация массивов пород (тампажаж)
- > Тонкая напыляемая крепь
- > Комплекс материалов и технологий для строительства стволов



ЩЕБЕНЬ

из плотных горных пород для строительных работ, известняковый, фракций св. 20-40mm и смеси фракций 5-20mm



НГМК

Центральное рудоуправление

тел: (8 436) 577 03 52, факс (8 436) 577 20 20

OksanaKulicheva@cru.ngmk.uz e.solyakova@cru.ngmk.uz

Normet International Ltd.

Представительство в Республике Узбекистан, г.Ташкент, 100084, ул. А.Темура 95А.

Тел.: +998 71 140 91 91 Факс: +998 71 140 92 92

www.normet.com