

O'zbekiston

ISSN 2181-7383

KONCHILIK XAVARNOMASI

3

№ 70

ILMIY-TEXNIK VA ISHLAB CHIQARISH JURNALI

Iyul - Sentabr 2017



НАУЧНО - ТЕХНИЧЕСКИЙ И ПРОИЗВОДСТВЕННЫЙ ЖУРНАЛ

ГОРНЫЙ ВЕСТНИК

УЗБЕКИСТАНА

normet

FOR TOUGH JOBS

> ЗАРЯДКА ВВ

> Наши системы Normet CHARMEC призваны повысить безопасность и производительность подземных взрывных работ, и обеспечивают высокое качество и экономическую эффективность при масштабных буровзрывных работах

CHARMEC MF 605 DA



CHARMEC MC 605 DE



RM 905 VEC



СООБЩИТЕ НАМ СВОИ ПОТРЕБНОСТИ!

Normet International Ltd.

Представительство в Республике Узбекистан, г.Ташкент, 100084, ул. А.Темуря 95А.

Тел.: +998 71 140 91 91 Факс: +998 71 140 92 92

www.normet.com

**KONCHILIK
XABARNOMASI****3**

№ 70

ILMIY-TEXNIK VA ISHLAB CHIQRARISH JURNALI

Iyul - Sentabr 2017

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, «Olmaliq KMK» OAJ,
«O'zGEORANGMETLITI» DUK

Bosh muharrir:

Norov Yu.D.

Bosh muharrir o'rinbosari:

Nasirov U.F.

Texnik va badiiy muharrir:

Zairova F.Yu.

Tahririyat kengashi: Akbarov X.A., Abduraxmonov S.A., Bekmur-
zayev B.B., Belin V.A. (Rossiya), Vorobyov A.G. (Rossiya),
Vorobyov A.E. (Rossiya), Gulyamov B.V., Zairov Sh. Sh.,
Muxiddinov B.F., Misliboev I.T., Maxmudov A.M.,
Mustakimov O.M., Petrosov Yu.E., Raimjanov B.R.,
Rakishov B.R. (Kozogiston), Sayyidkoshimov S.S., Sagdieva M.G.,
Sanakulov K.S., Sattarov G.S., Snitka N.P., Turesebekov A.H.,
Umarov F.Ya., Farmanov A.K., Shashenko A.N. (Ukraina),
Ergashev U.A., Yusuphodjaev A.A., Yakubov M.M.

Jurnal O'zbekiston matbuot va axborot Agentligida 2006 yil 13
dekabr kuni ro'yxatga olingan bo'lib qayd etish guvohnomasi
№ 0033. ISSN 2181-7383, 2013 yil 9 iyul kuni qayta ro'yxatga olin-
gan bo'lib qayd etish guvohnomasi № 01-22/37 S

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 ma'muriy binosi
Teln. 8 (436) 227-69-13, 8 (436) 227-69-12, +99893 521-78-35

E-mail: YuD.Norov@ngmk.uz, FY.Zairova@ngmk.uz

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

Kompyuter saxifasi:

Norov D.Sh.

Tarjimonlar guruhi: Abduraxmanova E.F., Bazarova E.R.,

Muqova va dizayn:

Zairova F.Yu.

**Jurnalning chop etilishi va elektron shaklini yangilab boru-
vchi mas'ul:**

Davlatov B.R.

Chop qilindi:

NKMK bosmaxonasida

210100, Navoiy shahri, Janubiy ko'chasi, 25
Teln. 8 (436) 227-75-56, 8 (436) 227-80-19

Nashr etishga 07.09.2017 y. imzolandi

A3 formatda. Adadi 450 nusxa

© O'zbekiston konchilik xabarnomasi 2017

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,
Узбекский научно-исследовательский и проектный изыскательский
институт геотехнологии и цветной металлургии
«O'zGEORANGMETLITI»

При финансовой поддержке:

ГП «Навоийский ГМК», ОАО «Алмалыкский ГМК»,
ГУП «O'zGEORANGMETLITI»

Главный редактор:

Норов Ю.Д.

Зам. главного редактора:

Насиров У.Ф.

Технический и художественный редактор:

Заирова Ф.Ю.

Редакционный совет: Акбаров Х.А., Абдурахмонов С.А.,
Бекмурзаев Б.Б., Белин В.А. (Россия), Воробьев А.Г. (Россия),
Воробьев А.Е. (Россия), Гулямов Б.В., Зайров Ш.Ш.,
Мухиддинов Б.Ф., Мислибоев И.Т., Махмудов А.М.,
Мустакимов О.М., Петросов Ю.Э., Раимжанов Б.Р., Ракишев Б.Р.
(Казахстан), Сайидкосимов С.С., Сагдиева М.Г., Санакулов К.С.,
Саттаров Г.С., Снитка Н.П., Турсебеков А.Х., Умаров Ф.Я.,
Фарманов А.К., Шашенко А.Н. (Украина), Эргашев У.А.,
Юсупходжаев А.А., Якубов М.М.

Журнал зарегистрирован в Узбекском Агентстве по печати и
информации. Регистрационное свидетельство за № 0033
от 13 декабря 2006 г. ISSN 2181-7383 per. № 01-22/37 S от
09.07.2013 г.

При перепечатке материалов ссылка
на журнал обязательна

За точность фактов и достоверность
информации ответственность несут авторы

Адрес редакции:

210100, г. Навои, ул. Навои, 27,
Центральная научно-исследовательская
лаборатория НГМК
Тел. 8 (436) 227-69-13, 8 (436) 227-69-12, +99893 521-78-35

E-mail: YuD.Norov@ngmk.uz, FY.Zairova@ngmk.uz

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

Компьютерная вёрстка:

Норов Д.Ш.

Перевод: Абдурахманова Э.Ф., Базарова Э.Р.

Обложка и дизайн:

Заирова Ф.Ю.

**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 07.09.2017 г.

Формат А3. Тираж 450 экз.

© Горный вестник Узбекистана 2017

Mundarija / Содержание

NAVOIY KON - METALLURGIYA KOMBINATI

НАВОИЙСКИЙ ГОРНО - МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ

Поздравление Санакулова К.С. С 50-летием ЦРМЦ НГМК.....	3
Поздравление Мустакимова О.М. К 50-летию ЦРМЦ НГМК.....	4
Нарзиев Г.Т., Ахмедов Р.Р., Рахимов Ш.Р. Центральному ремонтно-механическому цеху Центрального РУ НГМК 50 лет.	6

GEOTEKNOLOGIYA / GEOTEKNOLOGIYA

Санакулов К.С., Ткаченко Е.С. Влияние состава шихты на извлечение золота при флотации золотосульфидных руд месторождений Кокплатас и Даугызтау.....	11
Снитка Н.П., Йулдошев У.У. Эффективность схем вскрытия карьера Мурунтау с использованием подземных выработок при переходе к V очереди развития.....	20
Арустамян А.М. Математическая модель цикла медной флотации при переработке медных руд месторождения Акбастау на Карагайлинской обогатительной фабрике.....	25
Воробьев А.Е. Нифадьев В.И., Усманов С.Ф. Исследование особенностей поведения оползней на основе программного комплекса Landslide Modeler.....	31
Ибрагимов Н.И., Шамансуров С.С., Петросова Л.И. Получение водоугольной суспензии из углеводородных фракций на основе отходов угледобывающей промышленности.....	36
Насиров У.Ф., Очиллов Ш. Проблема управления дроблением горных пород энергией взрыва скважинными зарядами взрывчатых веществ при взрывании высоких уступов.....	39
Шарипов З.С., Райимов С.С. Физические свойства нарушенных горных пород.....	42
Петросов Ю.Э., Очиллов Ш. Способ взрывания парно-сближенными скважинными зарядами взрывчатых веществ при взрывании высоких уступов на глубоких карьерах.....	45
Махмудов А.М., Махмудов Ш. А. Методика определения прочностных свойств и энергоемкости разрушения массива горных пород.....	51
Шарипов З.С., Райимов С.С. Основные критерии и закономерности восстановления физических свойств массива нарушенных горных пород.....	59

GEOLOGIYA / ГЕОЛОГИЯ

Жураев М.Н., Тураев Т.Н. Новые типы вольфрамового оруденения Каратюбе-Чакылкалянского рудного района.....	63
Оразымбетова Г.Ж., Искандарова М.И. Месторождения мергелей Республики Каракалпакистана, как источник комплексного сырья для цементной промышленности.....	67
Карабаев М.С. Метасоматиты золото-редкометалльных и золотосеребряных месторождений гор Букантау и Ауминзатау и их взаимоотношение с оруденением.....	70
Жанибеков Б.О., Турапов М.К., Умматов Н.Ф., Умаралиев А.У., Суяров Ш.С. Структурные позиции и геодинамические условия формирования золоторудных проявлений в Ауминзатау-Бельтауском рудном районе.....	80

METALLURGIYA VA BOYITISH

МЕТАЛЛУРГИЯ И ОБОГАЩЕНИЕ

Санакулов К.С., Петухов О.Ф., Василёнок О.П. Перспективы развития ванадиевого комплекса за рубежом и в Республике Узбекистан.....	84
---	----

ILMIY-LABORATORIYA IZLANISHLARI НАУЧНО-ЛАБОРАТОРНЫЕ ИЗЫСКАНИЯ

Сагдиев Х.С., Тешабоев З.Р., Галиаскаров В.А., Меликулов А.Д., Арипов А.Т., Шерниёзов Х.О., Мирзакабилев Б.Н. Экспериментальная оценка сейсмического эффекта промышленных взрывов в карьерах.....	88
Юлдашев Т.Р. Аномал юкори босимнинг қатламда пайдо бўлишидаги геотектоник факторларни ва тузли тектогенезнинг таъсирини илмий асослари.....	96
Юнусов М.Ю., Бабаев З.К., Матчанов Ш.К., Буранова Д.Б. Повышение качества кварцевого сырья для производства тарного стекла в условиях Узбекистана.....	99
Сувонов О.О., Кучкарова С.С. Моделирование гидродинамических объектов управления с распределенными параметрами.....	102
Баймирзаев Б.Ж., Морозов В.В. Оценка напряженно-деформированного состояния горного массива в приконтурной зоне разреза «Ангренский» поляризационно-оптическим методом.....	105

YUBILEY / ЮБИЛЕЙ

МАХМУДОВ АЗАМАТ МАХМУДОВИЧ (таваллудиниг 60 йиллиги).....	110
ЭРНАЗАРОВ МАХАМАТ ТОХИР (к 70-летию со дня рождения).....	111

REKLAMA / РЕКЛАМА

На обложке:

«Normet international LTD»
«Кварцевый песок»
«Atlas Copco»



Уважаемые работники Центрального ремонтно-механического цеха Центрального рудоуправления!



От имени многотысячного коллектива Навоийского ордена «Дустлик» горно-металлургического комбината поздравляю с 50-летием со дня образования вашего подразделения.

В течение полувека вы производите своевременный и качественный ремонт технологического и горнодобывающего оборудования Кызылкумского горного комплекса, давая ему вторую жизнь. Высокий профессионализм рабочих, смелые инженерно-технические решения специалистов цеха снискали заслуженную славу вашему коллективу.

Специалисты Центрального ремонтно-механического цеха (ЦРМЦ) решают самые разнообразные задачи - от мон-

тажа мельниц до ремонта крупногабаритных технологических узлов оборудования, изготовления деталей, оснастки, инструмента, грузоподъемных, такелажных и других приспособлений, крепёжных деталей, резинотехнических изделий и т.д.

С каждым годом идёт прирост объёмов производства по добыче и переработке золотосодержащей руды, оснащаются современным оборудованием и техникой все предприятия комбината, занятые в этом производстве, и это ставит всё более ёмкие задачи перед ЦРМЦ по ремонту и восстановлению применяемого оборудования.

Основная доля выполняемых работ приходится на механосборочный участок, который оборудован разнообразными и современными металлообрабатывающими станками. Значительное ускорение получил действующий в его составе кузнечно-прессовый участок после перевода кузнечных печей на газовое топливо. Также в 2016 г. на термическом участке установлены новые печи с программным обеспечением, высокочастотная установка для термической обработки деталей. Данное улучшение позволило повысить качество и расширить номенклатуру изготавливаемых изделий. Трудящимися электроремонтного участка освоено большое количество ремонтов импортных электродвигателей. Также здесь ремонтируются трансформаторы различного электрического оборудования.

Одним из незаменимых участков ЦРМЦ является газонаполнительный. Здесь на кислородной станции запущено новое оборудование: воздухоразделительная установка и воздушный компрессор, запуск которых позволил снизить расход электроэнергии и повысить производительность.

Сегодня инженеры, конструкторы цеха находятся в постоянном творческом поиске, так как ежедневно и ежечасно приходится разрабатывать технологии для восстановления самых разнообразных узлов и деталей, поступающих со всех подразделений Центрального РУ. Одним из ярких примеров является разработка технологии разборки тихоходного вала редуктора КЦП-1250. Освоение данного вида ремонта позволяет сэкономить значительные валютные средства. По результатам 2016 года в ЦРМЦ освоено, изготовлено, восстановлено узлов и деталей для импортного оборудования, т.е. локализованной продукции, по 111 позициям.

Уверен, что дальнейшее перевооружение, постоянный поиск и внедрение прогрессивных технических и технологических решений, слаженная работа высокопрофессионального коллектива, руководителей, специалистов и рабочих позволят и впредь стабильно наращивать производство ремонта горного и горно-технологического оборудования, выполнять поставленные перед коллективом цеха ответственные задачи.

Желаю Вам крепкого здоровья, семейного благополучия, дальнейших успехов и свершений в Вашей нелёгкой и благородной деятельности! Пусть Ваша трудовая доблесть, беззаветная преданность делу, профессионализм на столетия останутся замечательным примером для последующих поколений тружеников Навоийского горно-металлургического комбината.

**Генеральный директор
Навоийского ГМК**



Санакулов К.С.



УВАЖАЕМЫЕ КОЛЛЕГИ, РАБОТНИКИ ЦЕНТРАЛЬНОГО РЕМОНТНО-МЕХАНИЧЕСКОГО ЦЕХА!



Все наши достижения - это огромный труд тех, кто болеет за производство – энергичных и инициативных. Своим добросовестным и героическим трудом, вы делаете наш край богаче, привлекательней и перспективней.

Уверен, что знания, опыт и высокая квалификация, вместе с присущими коллективу Центрального ремонтно-механического цеха сплоченностью, преданностью делу, позволят и впредь успешно выполнять стоящие перед нами задачи.

Центральный ремонтный механический цех (ЦРМЦ) является главной ремонтной базой, без которого невозможно представить ритмичную и безаварийную работу всего промышленного комплекса Центрального рудоуправления.

С гордостью можно сказать, что с момента создания ЦРМЦ и на протяжении 50 лет коллектив цеха успешно справляется с поставленными задачами. Высокий профессионализм рабочих, смелые инженерно-технические решения специалистов цеха snискали заслуженную славу коллективу.

Главной задачей цеха является ремонт и изготовление запасных частей для технологического оборудования. Люди “станочных профессий” решают самые разнообразные задачи - от монтажа мельниц до ремонта крупногабаритных технологических узлов оборудования, изготовление деталей, оснастки, инструмента, грузоподъемных и такелажных, а также других приспособлений, крепежных деталей, резинотехнических изделий и т.д.



Номенклатура выпускаемых в ЦРМЦ изделий огромна и с каждым годом прирастает в связи с всё большим использованием в подразделениях предприятия импортного оборудования и горной техники.

Основная доля выполняемых работ приходится на механосборочный участок, на котором производится ремонт технологического оборудования Центрального рудоуправления и запасные части к ним. Цех оборудован самыми разнообразными металлообрабатывающими станками. Для его стабильной работы на участке КПУ (кузнечно-прессовый участок) готовятся заготовки. Значительное ускорение участок получил после перевода кузнечных печей на газовое топливо, также в 2016 г. произведена замена оборудования на термическом участке. Установлены новые термические печи с программным обеспечением, также здесь установлена новая установка ТВЧ. Данное улучшение позволило повысить качество и расширить номенклатуру изготавливаемых изделий.

Электроремонтным участком было освоено большое количество ремонтов импортных электродвигателей. Также здесь ремонтируются трансформаторы различного электрического оборудования.

Одним из незаменимых участков цеха является газонаполнительный, на котором производятся: ацетилен, кислород, азот, без которых невозможно проведение ремонтных работ. На данном участке работает очень сложное технологическое оборудование, в котором используются сосуды, работающие под давлением. На кислородной станции запущено новое оборудование это воздухоразделительная установка Аж-Кж-0,06 и воздушный компрессор ВШ-4,2/220. Запуск данного оборудования позволил снизить расход электроэнергии и повысить производительность.

По результатам 2016 г. освоено, изготовлено, восстановлено узлов и деталей для импортного оборудования - локализованной продукции по 111 позициям.

В 2016 г. в состав ЦРМЦ введен опытно-экспериментальный участок по утилизации отработанных автомобильных шин. Нарбатывается опыт по работе с пиролизной установкой. Отрабатывается регламент технологического процесса. Также в 2016 г. введен мебельный участок. На котором ведутся работы по изготовлению офисной мебели для всех подразделений Центрального рудоуправления.

Давно и по праву трудовые достижения подразделения оцениваются выше, чем просто производственные успехи, так как ЦРМЦ даёт вторую жизнь механизмам и оборудованию всего горнодобывающего комплекса, обеспечивая тем самым бесперебойную работу основных подразделений Центрального рудоуправления.

За 50 лет работы, небольшой, с точки зрения истории, период времени, Все наши достижения и победы, это - результат сплоченного труда не одного поколения. Мощный кадровый потенциал предприятия - главное его богатство, в котором, как в золотом слитке, - сплав высокой ответственности, профессионализма и безграничной преданности делу. Сегодня мы справедливо гордимся успехами всего многотысячного коллектива, который в непростых условиях не только не снижает темпов производства, но и, внедряя современные передовые технологии, наращивает мощности, внося тем самым неопределимый вклад в экономику суверенного государства!

От всей души поздравляю всех работников ЦРМЦ Центрального рудоуправления НГМК с золотым юбилеем, желаю огромных успехов и процветания, творческих свершений, веры в собственные силы, оптимизма, здоровья и благополучия!

**Директор Центрального рудоуправления НГМК
Мустакимов О.М.**

ЦЕНТРАЛЬНОМУ РЕМОНТНО-МЕХАНИЧЕСКОМУ ЦЕХУ ЦЕНТРАЛЬНОГО РУ НГМК 50 ЛЕТ



Уважаемые читатели, коллеги и друзья!

Текущий год богат на юбилеи. Многие подразделения комбината также перешагнут очередные юбилейные рубежи. Так, в 2017 г. исполняется 50 лет со дня образования Центрального ремонтного механического цеха (ЦРМЦ) Центрального рудоуправления НГМК.

В этот знаменательный день хочется от души и всего сердца поздравить наших ветеранов, всех работников ЦРМЦ, машиностроителей комбината и города! Мы с большой теплотой и благодарностью вспоминаем наших первопроходцев, кто не жалея сил и здоровья в тяжелейших условиях безводья и жары, стужи и ветров честно выполняли свои обязанности, строя, ставя на ноги Центральный ремонтно-механический цех, превращая его в одно из мощных ремонтно-механических предприятий комбината.

В наших сердцах сохранились имена тех, кто внес огромную лепту и оставил неизгладимый след в истории ЦРМЦ, в его создании, становлении, развитии и процветании. Страницы истории ЦРМЦ это мгновение в бесконечности времени, но путь становления ЦРМЦ это уже возраст, в достижении которого это предприятие и его многонациональный коллектив прошли очень многое. Трудно переоценить самоотверженный труд проектировщиков и «родителей цеха» - главного механика комбината Б.И. Шварцмана главного механика рудоуправления А.Х. Варфаломеева и первого начальника цеха В.К. Погорелова. Это их заслуга, что в 1967 г. был построен, укомплектован необходимым современным оборудованием центральный ремонтный механический цех.

Глубоко продуманный подбор и рациональная расстановка оборудования, обновление и прирост которого происходит из года в год, позволяют вот уже на протяжении многих лет решать главную задачу цеха, своевременный и качественный ремонт технологического и горнодобывающего оборудования Зарафшанского горного комплекса, давая этому оборудованию вторую жизнь. Руководителей, которые начинали создавать ЦРМЦ, помнят в коллективе и сегодня.

Это главный инженер, а затем начальник цеха В.И. Липпонен, главный инженер П.С. Аршинов, начальник цеха Т.И. Мехтиев, механик В.Н. Бердников, энергетик А.А. Мезенцев, начальник механического отделения И.В. Ширяев, начальник кузнечно-прессового и инструментального отделения С.А. Дудник, начальник слесарно-сборочного отделения В.Е. Баламожнов, начальник электроремонтного отделения Н.С. Вишневецкий, начальник ПТБ А.С. Завескин, начальник участка защитных по-



Ацетиленовая станция

бывшего Союза в Зарафшанский регион стекались на тот период высококлассные специалисты, многие из которых стали основой коллектива ЦРМЦ. Это токари: В.П. Абмайкин, Т.Н. Багров, Н.С. Захаров, Н.Н. Клёпов, Ю.В. Попов, П.Р. Тудвасев, П. Патенко, токари-расточники П. Ершов и Д.П. Антонов, токарь-карусельщик В.П. Панжин и фрезеровщик Г.К. Погорельский, стоявшие у истоков образования ЦРМЦ.

Невозможно забыть работу тульских умельцев: токаря Н. Лялина и зубофрезеровщика Н. Погуляева.

Эти ребята, если и не подковывали блоху, то уж гвозди для её подков делали изумительно. А как работали кузнецы Е. Крутиков, С.И. Голобородько, Ф. Ошкин и А. Курочка было любо-дорого посмотреть.

В 1972 г. был организован участок по изготовлению металлоконструкций и ремонту технологического оборудования. Он состоял из трех бригад, которые осваивали на тот период ремонт насосов, спиралей классификаторов, обрабатывали технологию сварки ковшей и балок рукояти экскаваторов ЭЖГ-4,6, а возглавляли эти бригады В. Крылов, К. Полянцева, И. Бартенев с мастером Ш.К. Умеровым.

С особой теплотой хочется вспомнить лучших сварщиков: Г. Михайловского, А. Миженского, Б. Куковерова, В.П. Железнякова, Ю.М. Ахтямова, Г. Шледина, слесарей: Н. Просяных, А.С. Масюкова, В. Меховова, А.К. Дубова, А.И. Сухушина и К.А. Абдулаева.

В период с 1967 по 1985 гг. были построены три производственные очереди ЦРМЦ, а в 1981 и 1987 гг. введены в строй кислородная и ацетиленовая станции.

При строительстве и оборудовании газонаполнительного участка неоценимый вклад внесли в это дело П.М. Зинченко, Р.Р. Ахмедов, Н.П. Шерстнок.

Перед цехом всегда ставились повышенные задачи различной значимости, разнообразию и объемам, в связи с чем, постоянно увеличивалась численность коллектива доходившая до 500 человек, а номенклатура выпускаемой продукции превышала 3000 ед. В годы когда велось строительство II-ой и III-ей очередей ГМЗ-2 пришлось даже организовывать трёх-



Бюро материально-технического снабжения

крытий В.Н. Гуров, начальник КПУ Д.П. Антонов, начальник МСУ В.И. Скутин, начальник ПТО В.П. Железняков, инженера-технологи П.Р. Тудвасев, Н. Круглов.

Производственные задачи, поставленные перед ЦРМЦ были различные, как по номенклатуре, так и по разнообразию и объемам, и именно в период строительства цеха формировался рабочий коллектив.

С разных уголков



Кузнечно-прессовой участок

сменную работу в ЦРМЦ, чтобы своевременно обеспечивать выполнение заказов по этому строительству. В 1974 г. начал действовать участок защитных покрытий, где трудились такие замечательные люди, как А.Д. Довбыш, А. Васильев, В.Ф. Архипов. В этом же году были спроектированы, построены и сданы в эксплуатацию печь для обжига статоров электродвигателей и камера для их пропитки и просушки. Именно с этого момента заработал на проектную мощность электроремонтный участок, обеспечивающий ремонт электродвигателей для всех подразделений Центрального рудоуправления, здесь и по сей день трудится ветеран этого участка Ю.Ю. Дудников.

В 1975 г. вступил в строй участок термообработки деталей, была смонтирована и запущена в работу установка высокочастотной обработки металлов, что позволило увеличить количество и номенклатуру термообрабатываемых деталей. Продолжительное время здесь трудился и передавал свой опыт молодым В.М. Ветошкин.

Затем была освоена ремонтная площадка с 30 тонным мостовым краном, на которой производился ремонт спиралей классификаторов, ковшей экскаваторов и гусеничных лент бульдозеров, а в 1984 г. построен и оснащен 50 тонным мостовым краном корпус для ремонта крупногабаритного оборудования, что позволило наладить ремонт вагонов-самосвалов, производить изготовление крупногабаритных металлоконструкций.

С каждым годом идёт прирост объёмов производства по добыче и переработке золотоносной руды, растут и оснащаются оборудованием и техникой все предприятия, занятые в этом производстве и это ставит всё более ёмкие задачи перед ЦРМЦ по ремонту и восстановлению применяемого оборудования.

К сожалению неритмичное и недостаточное обеспечение материалами и комплектующими приводит к усложнению выполнения производственных задач, но всегда руководство цеха и его коллектив делали все возможное, принимая порой неадекватные решения, но только в целях обязательного выполнения задания, без ущерба его качеству и надёжности.

Не станем приводить здесь цифры, характеризующие нашу производственную деятельность, но можно сказать с уверенностью, что темпы, номенклатура и объёмы производимых работ значительно выросли за последние годы и производство этих работ ведётся на должном уровне и с хорошими показателями по их выполнению.

А общественная жизнь нам действительно не чужда и в ней мы принимаем самое активное участие: спорт, викторины, учения по гражданской защите, соревнования по пожарно-прикладным видам и др. мероприятия не остаются у нас без внимания, различные грамоты, награды и призы тому под-



Механический сборный участок

тверждение, а шефская помощь в ремонтных работах детскими учреждениями стала обязательной частью нашей деятельности.

Сегодня невозможно представить Зарафшанскую промышленную площадку без ЦРМЦ, ставшего неотъемлемой составляющей Зарафшанского золотодобывающего комплекса.

Идут годы, меняется и преобразуется жизнь, преобразуется и наш цех. За последние годы до неузнаваемости изменился и внешний и внутренний облик ЦРМЦ, сделан большой объём работ по благоустройству помещений и территории. Идёт переоснащение цеха более современным оборудованием и станочным парком, планируется поэтапная замена грузоподъёмных механизмов, реконструкция термического участка. Планируется монтаж дополнительных промышленных кондиционеров в дополнение к уже существующим, в производственных помещениях регулярно ведутся работы по улучшению условий труда, созданию хорошего рабочего настроения коллектива для ритмичного и плодотворного труда.

А сколько изменений в быте цеха. Новые, отделанные мрамором и оснащенные всем необходимым раздевалки и душевые, вновь созданный фитобар - столовая, новый медпункт и комната адаптации, оборудованные диагностическими приборами и необходимым инструментарием, новый актовый зал, сверкающий блеском мрамора, красотой и чистотой, отремонтированные административные помещения и кабинеты, новая мебель и компьютеры и ещё и ещё... Постоянно ведутся работы по благоустройству территории, ремонту старых и прокладке новых подъездных путей, построены новые складские помещения, озеленяется территория, переведены кузнечные печи на газовое топливо, построен и оборудован «Ангар» с демеркуризационной установкой по утилизации ртути содержащих ламп, обеспечивающей в этой потребности предприятия всего Зарафшанского региона. Преобразований за последние годы столько, что все и не перечислить и огромная заслуга в этом руководства цеха.

Обладая неиссякаемой энергией, исключительной работоспособностью и инициативой руководство цеха во главе с Нарзиевым Г.Ш. в постоянном поиске решений, направленных как на основное производство, так и на условия труда и быта цеха. В жизни цеха произошли поразительные перемены, и всё это делается во благо коллектива, во благо человека труда.

Путь, пройденный ЦРМЦ от обычных механических мастерских до современного многопрофильного предприятия является основной ремонтной базой Центрального рудоуправления, способного



Участок нестандартного оборудования

решать самые сложные задачи. А ещё это многонациональный и единый коллектив в 380 человек, средний возраст которого 28 лет. В данный момент на коллектив возложена нелегкая задача с ремонтом и изготовлением импорта замещения деталей и оборудования всего центрального рудоуправления и управлений комбината. В короткие сроки осваиваются новые технологии и многие детали которые получали из-за рубежа пошли в производства, экономя для нашей Родины валютный запас.

Уже нет многих тех людей, которые стояли у истоков ЦРМЦ, но исторической страницей весь их трудовой путь будет запечатлён на века.

Квалифицированные кадры, основа любого трудового коллектива и они есть на всех производственных участках, службах, бюро: мастера, технологи, механики, конструкторы и многие др., благодаря добросовестному труду которых цех работает, как хорошо отлаженный механизм, и труд, особенно рабочих, невозможно переоценить.

Немало уже в цехе и молодых руководителей, подтвердивших свои знания и умения в решении любых производственных задач и к таким можно отнести: Р.С. Кудратова, У.М. Очилова, Ш.Р. Рахимова, Ш.У. Райимова, А.Н. Турсунова, Ж.М. Салимова и многих других, чей неоценимый вклад в процветание нашего цеха приносит только положительные эффекты.

Кадровый вопрос у нас постоянно на контроле, подготовкой кадров у нас занимаются и самостоятельно, и совместно с учебным центром благодаря целеустремлённой работе Д.О. Нурмухамедовой.

В настоящий момент наш цех справляется со всеми возложенными на него задачами, в любой момент, перестраивая станки и оборудование для перехода выполнения задач из одного цикла в другой.

В эти дни хочется с особой теплотой и уважением поздравить всех ветеранов и работников ЦРМЦ, и всех кто внёс свою лепту в развитие центрального ремонтно-механического цеха, пожелать всем крепкого здоровья, семейного благополучия, чистого мирного неба над головой.

С 50-летним юбилеем Вас уважаемые коллеги!!!

Начальник ЦРМЦ
Нарзиев Г.Т.,
Главный инженер ЦРМЦ
Ахмедов Р.Р.,
Начальник ПТБ ЦРМЦ
Рахимов Ш.Р.

ВЛИЯНИЕ СОСТАВА ШИХТЫ НА ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ПРИ ФЛОТАЦИИ ЗОЛОТОСУЛЬФИДНЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЙ КОКПАТАС И ДАУГЫЗТАУ

Санакулов К.С., генеральный директор НГМК, доктор технических наук, профессор; Ткаченко Е.С., заместитель начальника технологического отдела по производству урана.

Ushbu maqolada portlatilgan kon jinslarining granulometrik tarkibini prognoz qilishning matematik modellashtirish usuli ko'rib chiqilgan. Bunda matematik modellashtirish prinsiplarga tayaniladi, ya'ni hodisa, jarayon, ularning natijalarini matematik model yordamida o'rganish tushiniladi. Tog' jinsining portlatish yordamida maydalash sifati bir-biriga bo'lgan bog'liq faktorlar bilan aniqlanadi. U bo'laklar hosil bo'lishining fizik qonuniyatiga asoslangan asosiy faktorlar bilan birga ikkilamchi faktorlarga ham bog'liqdir. Portlatib maydlash jarayonida kon jinsining statik xarakterga ega ekanligini ko'rsatadi. Ushbu maqsadga ko'ra portlatilgan kon massasi granulometrik tarkibining takomillashtirish qonuniyatini aniqlash yoki funksiyaning taqsimlanish ko'rinishi, qonunlarning parametrlarini xisoblash, matematik model tuzish, va portlatilgan kon massasining granulometrik tarkibi ko'zda tutilgan.

Tayanch iboralar: prognoz qilish, granulometriya, modellashtirish, stoxastik xususiyat, konkordatsiya, portlatilgan kon jinslarining tarkibi, maydalanish sifati, maydalangan kon jinslarining fizik qonuniyatlari, portlatish orqali kon jinslarining maydalanish jarayoni, kon massasi, kon jinsining fizik-mexanik va kon texnologik xususiyatlari, burg'ulash va portlatish ishlari.

Navoi Mining and Metallurgical Combinat process gold sulfide ores from the Kokpatas and Daugyztau deposits in flotation-bio-oxide-sorption technology. The performance of flotation enrichment determines the efficiency of the whole technological scheme as a whole. High and stable indicators of the flotation process are largely determined by the stability of the composition of raw materials entering the processing. Therefore, the management of the quality of raw materials entering the processing is an important production task.

Key words: feed, gold recovery, flotation enrichment method, gold sulfide ore, flotation-bio-oxide-sorption technology, technological scheme, raw material quality management, material composition, ore dressing shop, booked ore, code of correlation, floatation tailings, floatability of ore types, gold grade, primary slime, Flotation clay and micaceous minerals, Indicators of flotation, loose hydrophobic sludge.

Навоийский горно-металлургический комбинат (НГМК) осуществляет переработку золотосульфидных руд месторождений Кокпатас и Даугызтау по флотационно-биооксидно-сорбционной технологии. Показатели работы флотационного обогащения определяют эффективность всей технологической схемы в целом. Высокие и устойчивые показатели процесса флотации во многом определяются стабильностью состава сырья поступающего в переработку. Поэтому управление качеством сырья, поступающего в переработку, является важной производственной задачей.

Месторождение Даугызтау обрабатывается одним карьером, при этом добываемые товарные сульфидные руды характеризуются относительной однородностью вещественного состава. При этом месторождение Кокпатас включает в себя более 70 рудных тел, из них располагают 28 участков. В переработку поступают руды из 15-17 различных карьеров месторождения Кокпатас, кроме того, в состав шихты входит концентрат рудообогатительного цеха (РОЦ), а также забалансовые руды.

Анализ работы флотационного процесса проводим за 2013-2014 гг. На рис. 1 и 2, представлен состав

переработанной шихты руд с карьеров месторождения Кокпатас за рассматриваемый период (надписи в верхней части столбцов показывают содержание Au в хвостах флотации).

Далее строим графические зависимости содержания золота в хвостах флотации от доли участия отдельных карьеров Кокпатас в общей шихте (рис. 4-7), при этом карьеры, доля участия которых в общей шихте составляла менее 3% и переработка которых осуществлялась эпизодически не рассматриваем. Степень влияния отдельных руд на хвосты флотации оцениваем через коэффициент корреляции (r), если он ближе к 1 (или -1), то можно говорить о сильном влиянии, если приближен к нулю, то это говорит об отсутствии влияния.

На графиках применены следующие обозначения: красным цветом обозначен 2013 г., зелёным 2014 г., пунктирной линией показано среднегодовое содержание золота в хвостах флотации.

Полученная зависимость по карьере Южный-1 показывает, что данная руда благоприятно влияет на эффективность флотации, с увеличением её доли в шихте свыше 30% стабильно обеспечивается достижение хвостов флотации ниже среднегодовых, при-

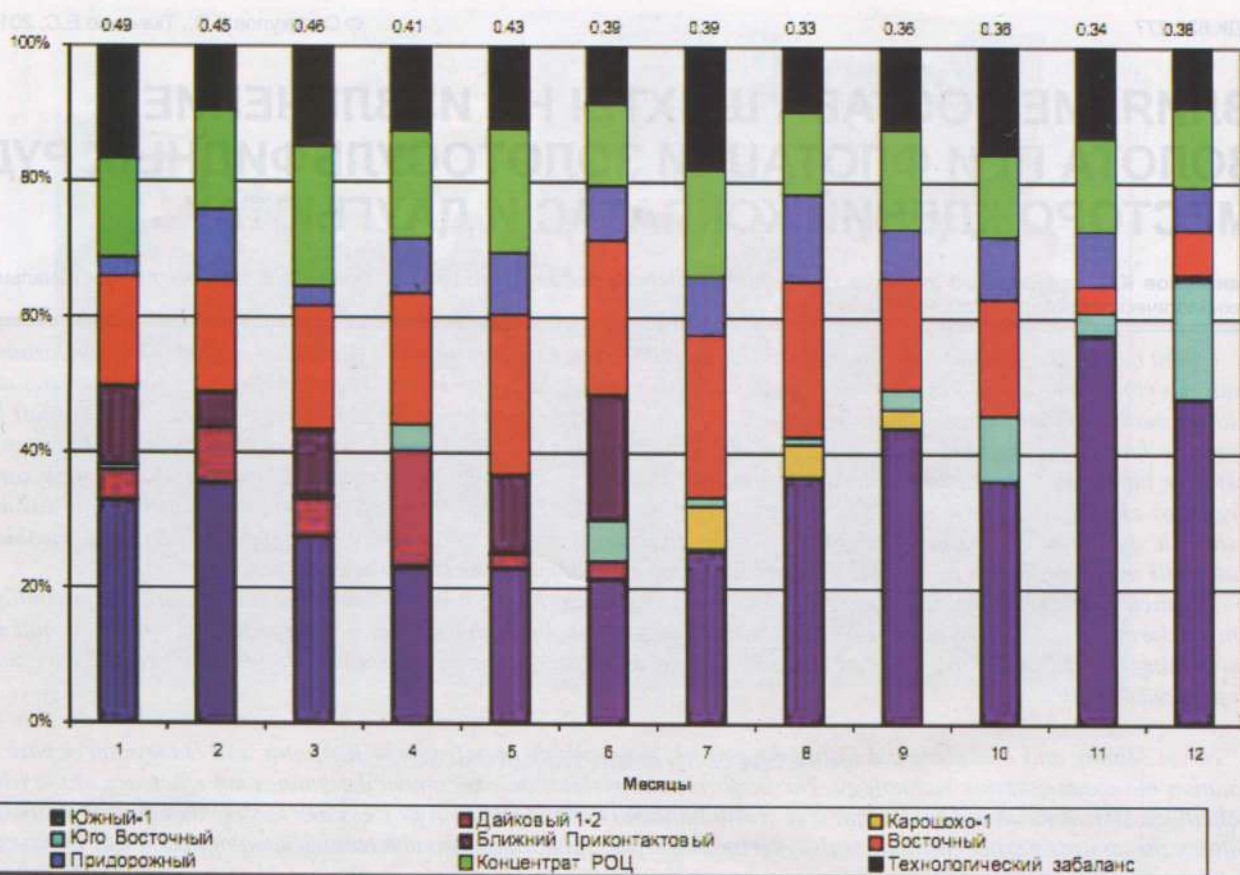


Рис. 1. Состав переработанной шихты руд Кокпатас за 2013 г.

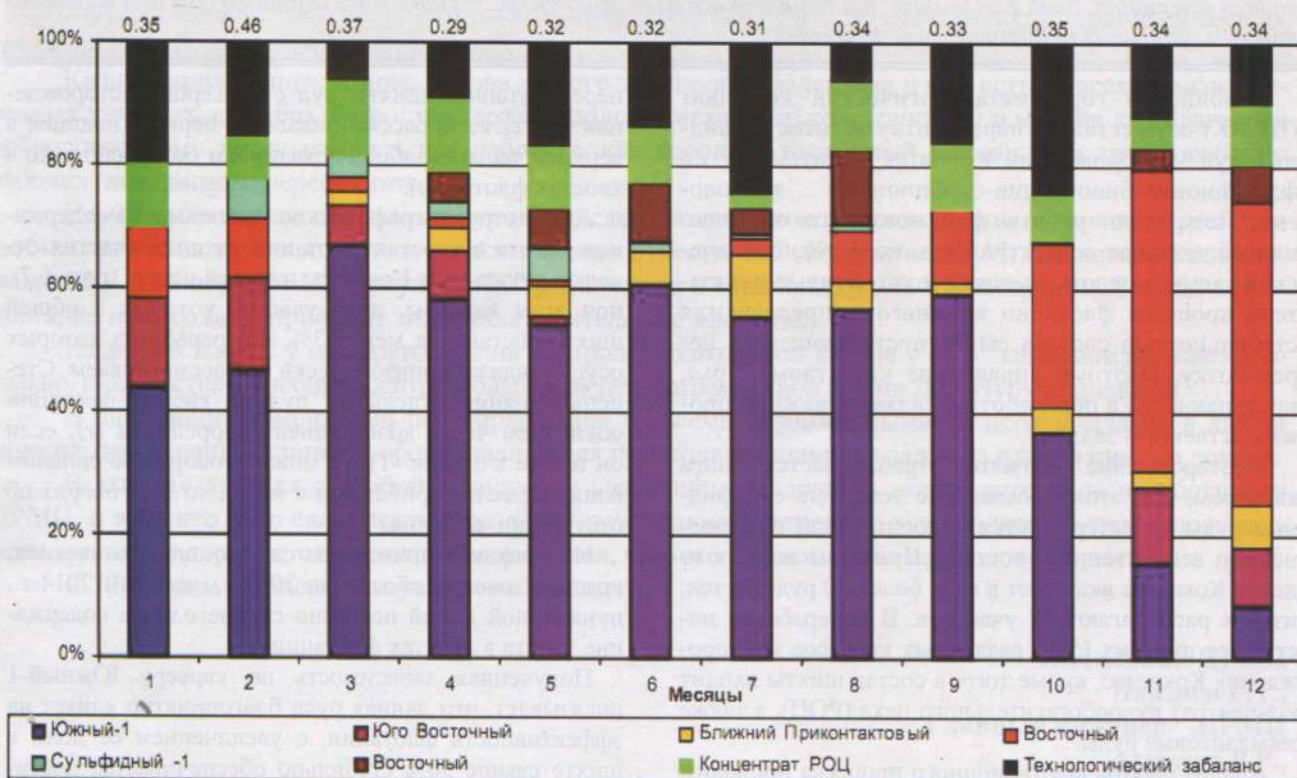


Рис. 2. Состав переработанной шихты руд Кокпатас за 2014 г.

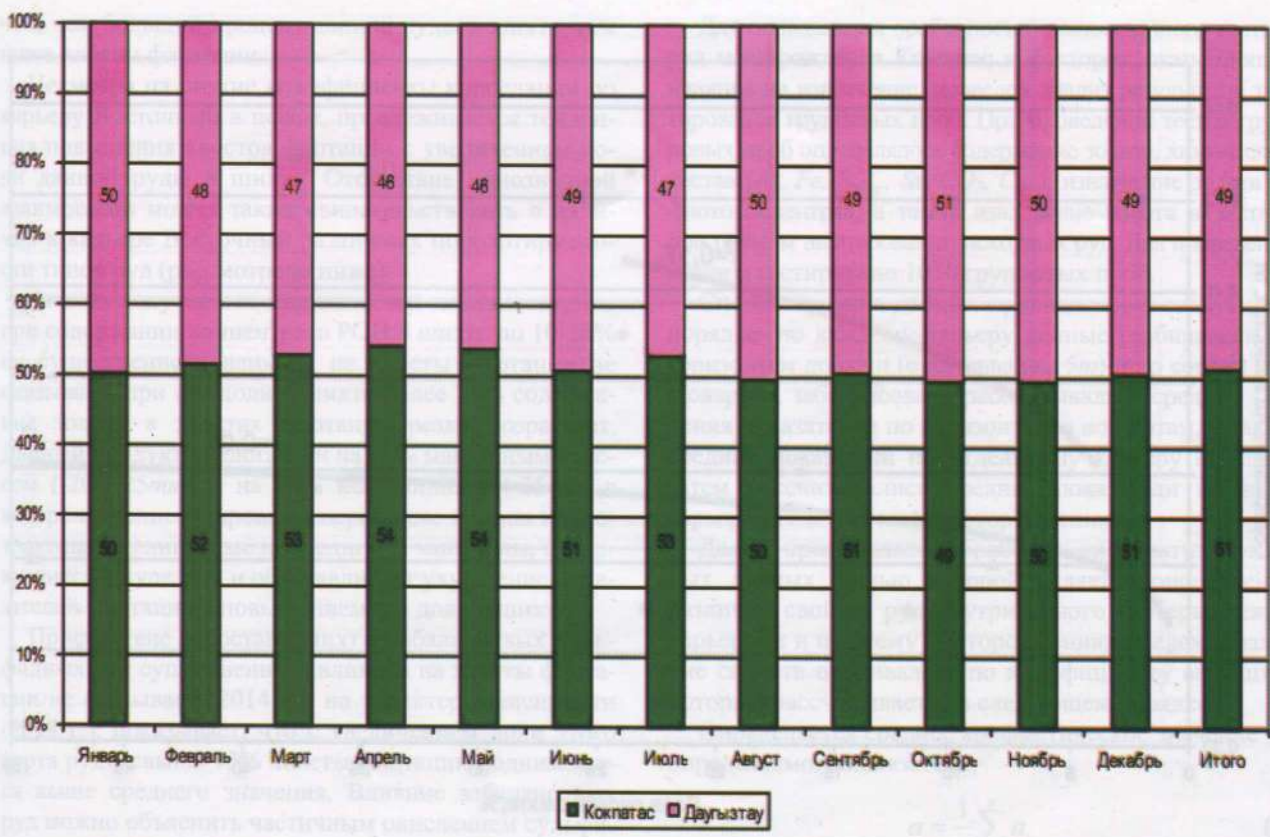


Рис. 3. Соотношение руд Кокпатаş и Даугызтау в общей шихте за 2014 г.

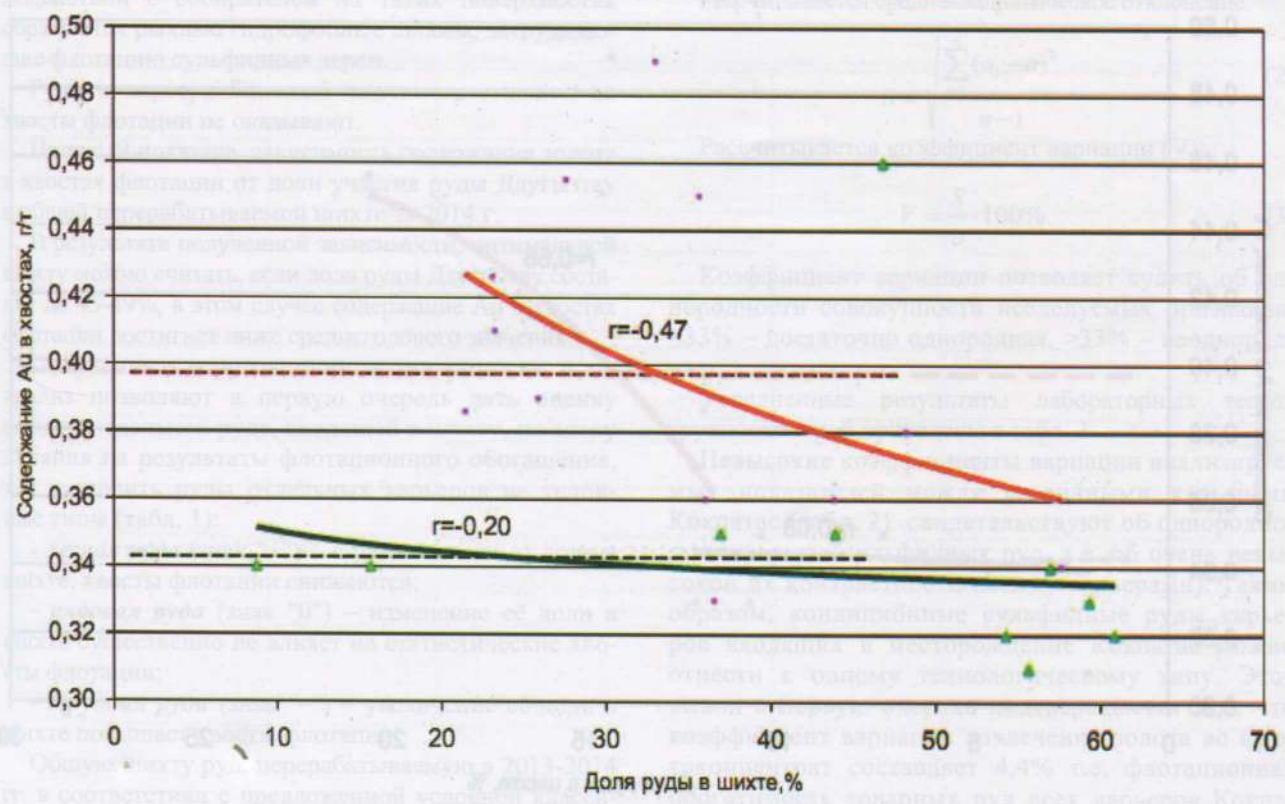


Рис. 4. Карьер Южный-1.

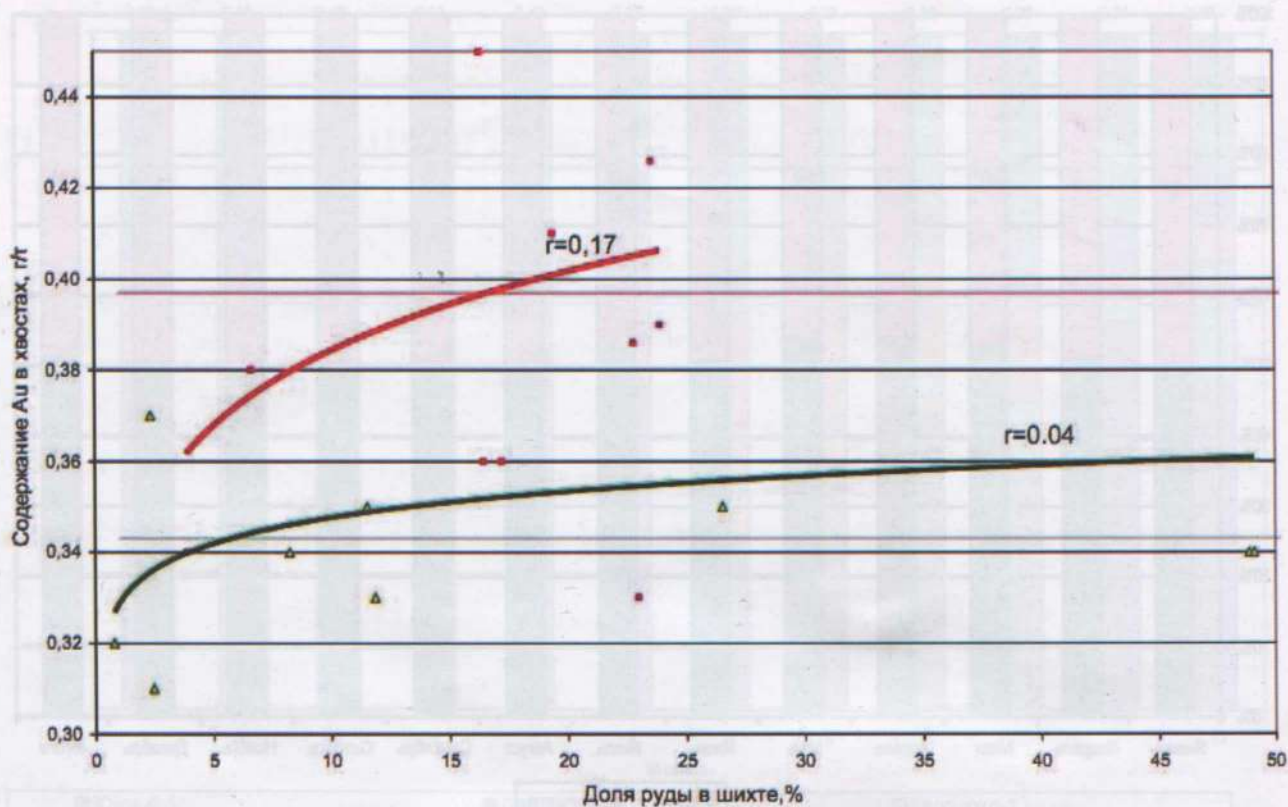


Рис. 5. Карьер Восточный.

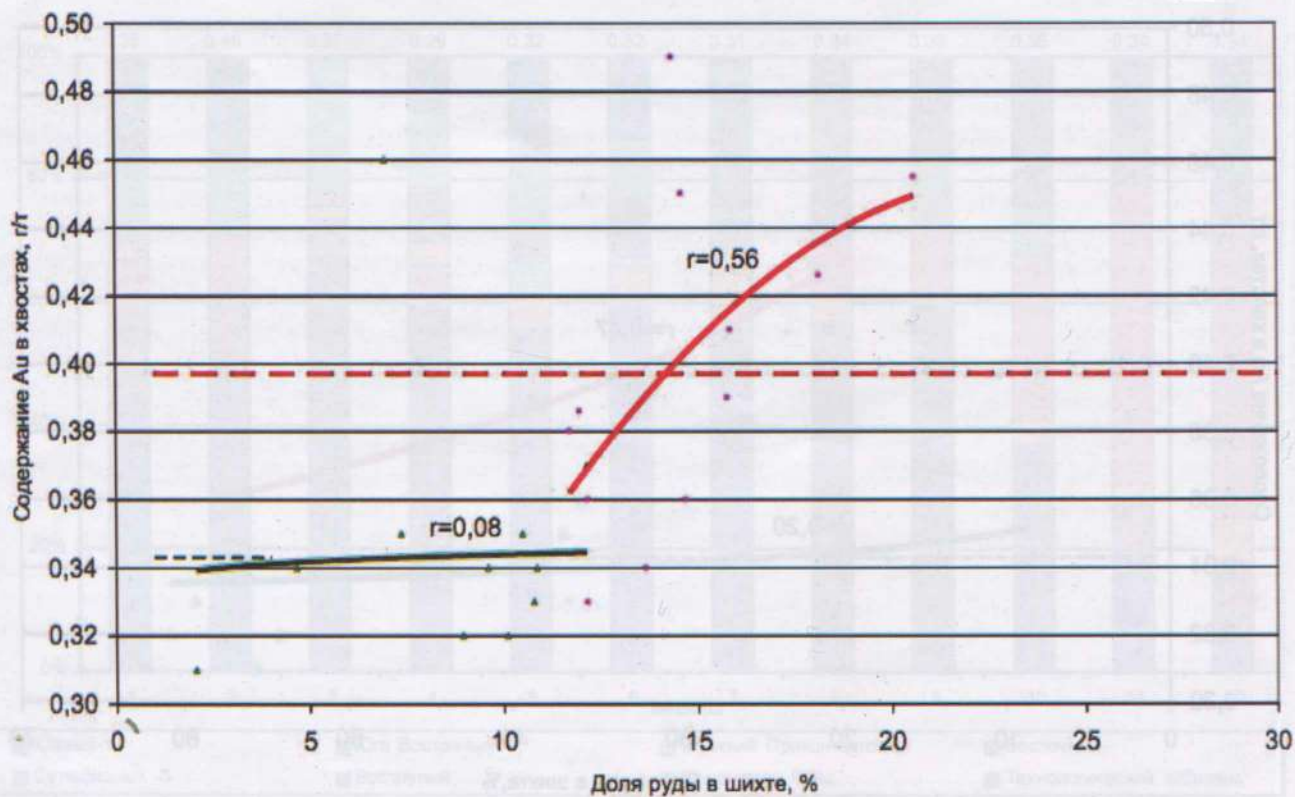


Рис. 6. Концентрат ПОЦ.



чем, чем больший процент данной руды в шихте, тем ниже хвосты флотации.

Несмотря на низкие коэффициенты корреляции по карьере Восточный в целом, прослеживается тенденция повышения хвостов флотации с увеличением доли данной руды в шихте. Отсутствие однозначной взаимосвязи может также свидетельствовать о наличии в карьере Восточный различных по флотуемости типов руд (рассмотрено ниже).

Анализ полученных зависимостей показывает, что при содержании концентрата РОЦ в шихте до 10-12% он существенного влияния на хвосты флотации не оказывает, при его доли в шихте более 15% содержание золота в хвостах флотации резко возрастает. Данный продукт представлен на 25% машинным классом (-200+25mm) и на 75% немашинным (-25+0), в котором сконцентрированы первичные шламы и флотоактивные глинистые и слюдяные минералы, содержащиеся в руде, что и обуславливает ухудшение показателей флотации с повышением его доли в шихте.

Присутствие в составе шихты забалансовых сульфидных руд существенного влияния на хвосты флотации не оказывает (2014 г.), но характер зависимости (2013 г.), показывает, что с увеличением доли этого сорта руды свыше 13% хвосты флотации поднимаются выше среднего значения. Влияние забалансовых руд можно объяснить частичным окислением сульфидов при длительном хранении руд на складах, что приводит к образованию на их поверхности более полярных соединений, чем сами сульфиды; при взаимодействии с собирателем на таких поверхностях образуются рыхлые гидрофобные шламы, затрудняющие флотацию сульфидных зерен.

Руды с карьера Ближний значимого влияния на хвосты флотации не оказывают.

На рис. 9 показана зависимость содержания золота в хвостах флотации от доли участия руды Даугызтау в общей перерабатываемой шихте за 2014 г.

В результате полученной зависимости, оптимальной шихту можно считать, если доля руды Даугызтау составит до 45-49%, в этом случае содержание Au в хвостах флотации достигнет ниже среднегодового значения.

Полученные корреляционные зависимости и их анализ позволяют в первую очередь дать оценку каждой отдельной руде, входящей в шихту, по знаку влияния на результаты флотационного обогащения, т.е. разделить руды отдельных карьеров на условные типы (табл. 1):

- **легкая руда** (знак "+") – с увеличением ее доли в шихте, хвосты флотации снижаются;

- **рядовая руда** (знак "0") – изменение её доли в шихте существенно не влияет на статистические хвосты флотации;

- **трудная руда** (знак "-") – увеличение её доли в шихте повышает хвосты флотации.

Общую шихту руд, перерабатываемую в 2013-2014 гг. в соответствии с предложенной условной классификацией можно представить в табл. 1.

Для определения особенностей вещественного состава руд месторождения Кокпатас и факторов, оказывающих влияние на извлечение, проведен анализ результатов тестирования групповых проб. При проведении тестов групповых проб определялось содержание золота, химический состав ($As, Fe, S_{обир}, Ss, CO_2, C_{орг}$), извлечение золота во флотоконцентрат, а также извлечение золота в раствор при прямом цианировании исходных руд. Для проведения анализа протестировано 1050 групповых проб.

Систематизация данных проводилась в следующем порядке: по каждому карьере данные разбивались по горизонтам добычи (с интервалом 5m) и по сортам руд (товарная, забалансовая), рассчитывались средние значения показателей по горизонтам и по сортам, а также средние показатели по отдельному карьере в целом, затем рассчитывались средние показатели по всем карьерам (т.е. по всему месторождению).

Далее проводилась обработка систематизированных данных, целью которой является определение различий свойств руд внутри одного карьера, между карьерами и по всему месторождению в целом. Различия свойств оценивалось по коэффициенту вариации, который рассчитывается в следующем порядке:

Определяется среднее арифметическое значение (a) определяемого показателя:

$$a = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n a_i \quad (1)$$

где n - число измерений параметра, a_i - измеренное значение на i-м шаге.

Рассчитывается среднеквадратическое отклонение:

$$S = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (a_i - a)^2}{n-1}} \quad (2)$$

Рассчитывается коэффициент вариации (V):

$$V = \frac{S}{a} \cdot 100\% \quad (3)$$

Коэффициент вариации позволяет судить об однородности совокупности исследуемых признаков: $\leq 33\%$ – достаточно однородная, $> 33\%$ – неоднородная.

Усредненные результаты лабораторных тестов групповых проб приведены в табл. 2.

Невысокие коэффициенты вариации анализируемых показателей между различными карьерами Кокпатас (табл. 2) свидетельствуют об однородности товарных сульфидных руд, т.е. об очень невысокой их контрастности (между карьерами). Таким образом, кондиционные сульфидные руды карьеров входящих в месторождение Кокпатас можно отнести к одному технологическому типу. Этот вывод в первую очередь подтверждается тем, что коэффициент вариации извлечения золота во флотоконцентрат составляет 4,4% т.е. флотационная обогатимость товарных руд всех карьеров Кокпатас сопоставима.

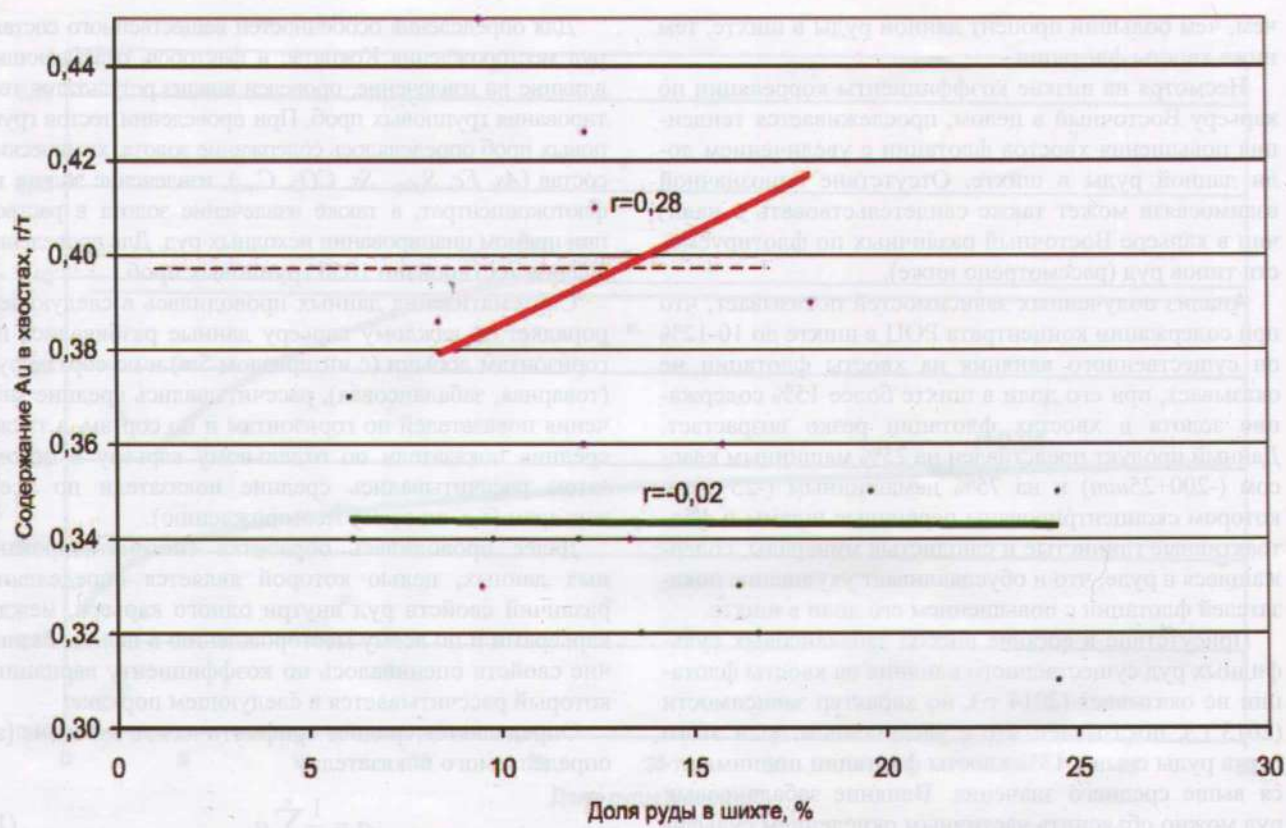


Рис. 7. Забалансовая руда.

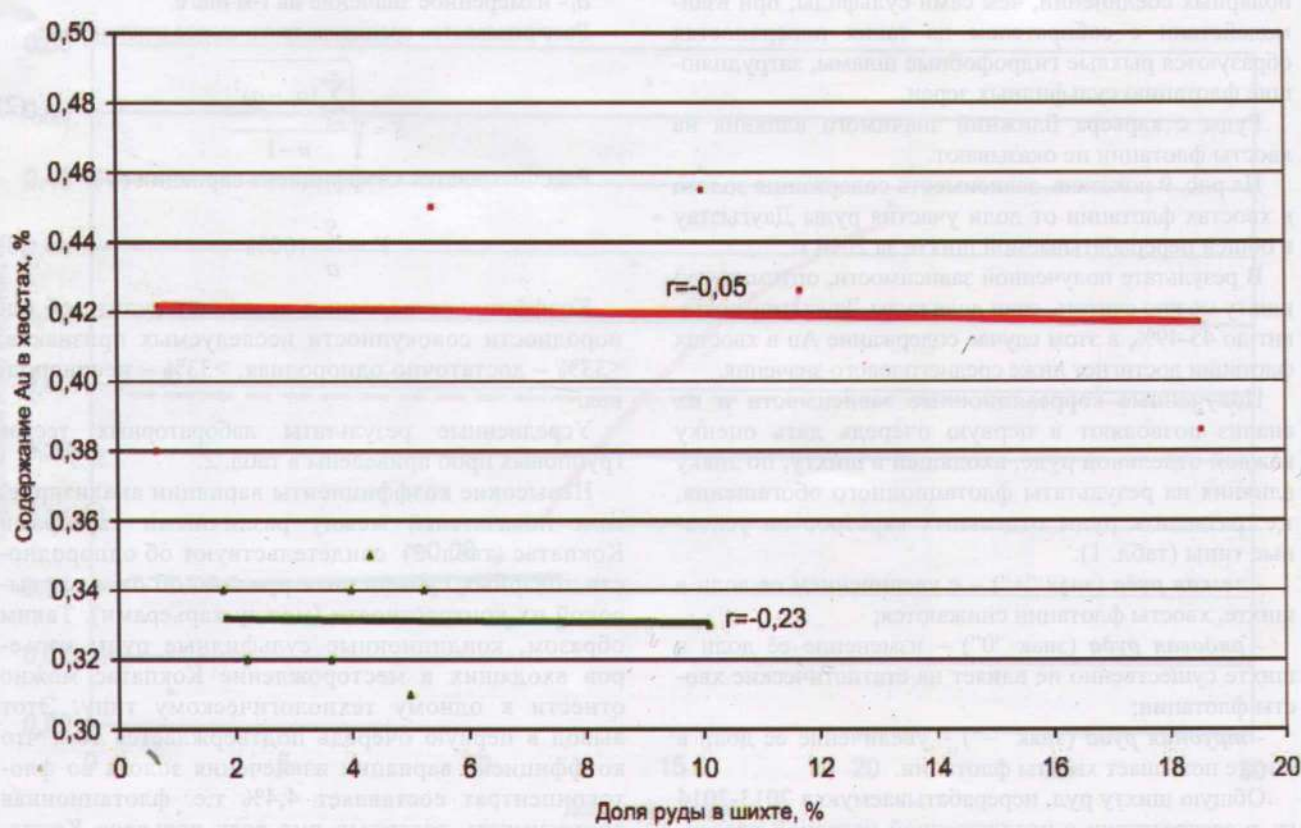


Рис. 8. Карьер Ближний.

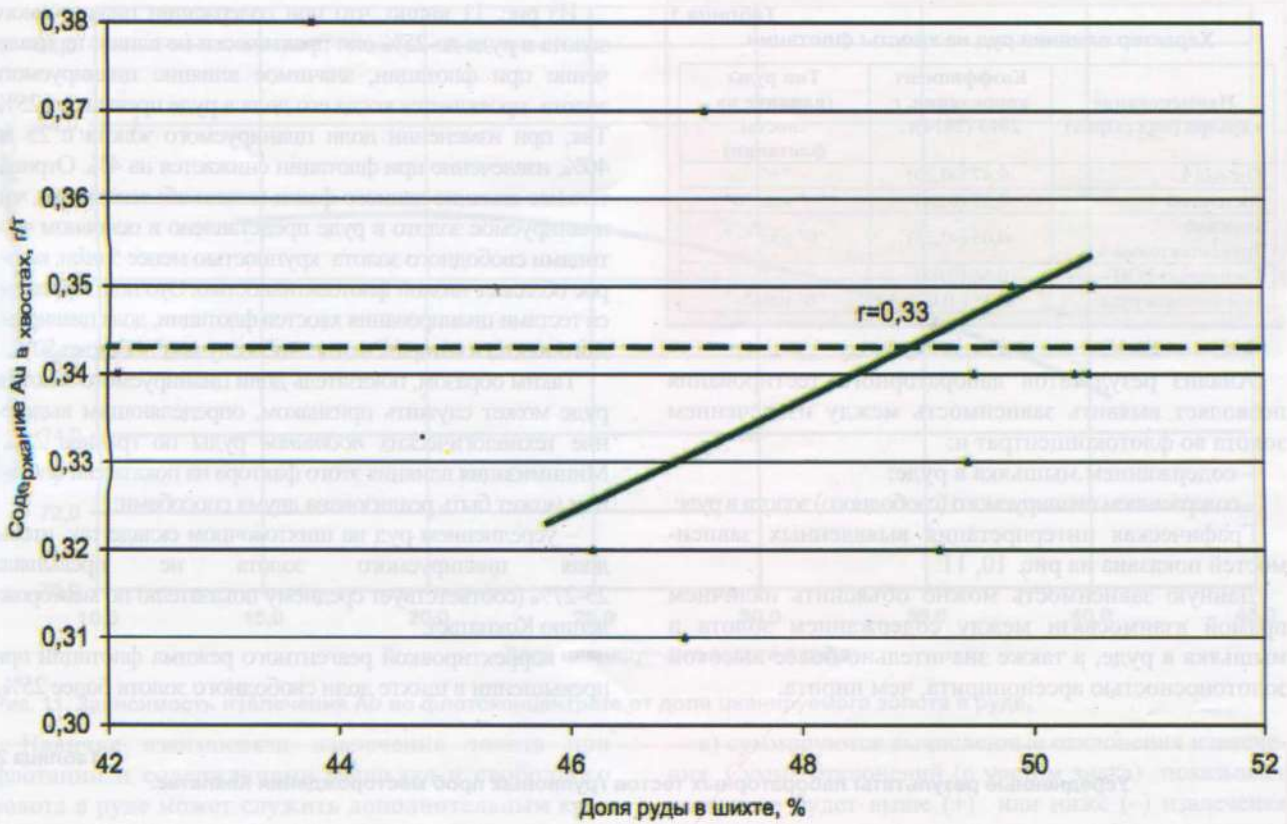


Рис. 9. Руда Даугызтау.

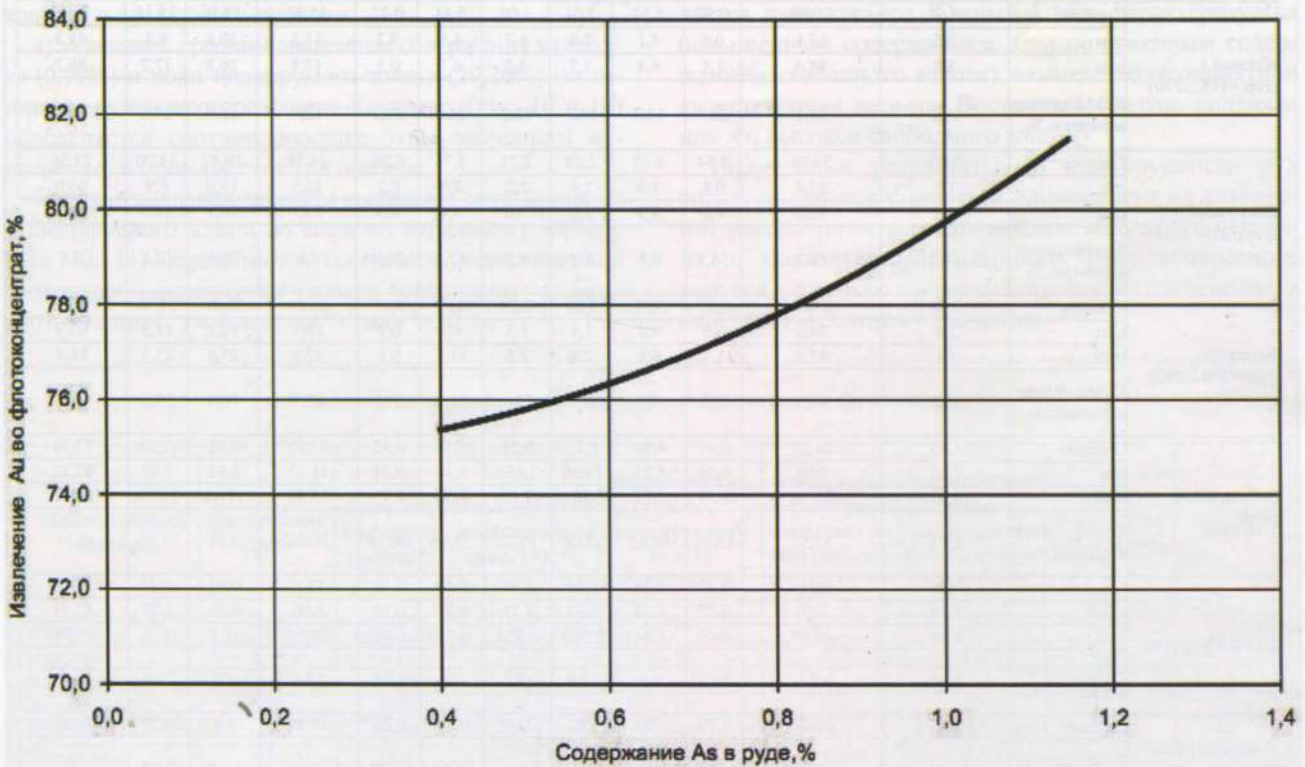


Рис. 10. Зависимость извлечения Au во флотоконцентрат от содержания As в руде.

Таблица 1
Характер влияния руд на хвосты флотации.

Наименование карьера (вид сырья)	Коэффициент корреляции, r 2013 (2014)г.	Тип руды (влияние на хвосты флотации)
Южный 1	-0,47 (-0,20)	"+"
Восточный	0,17 (0,04)	"-" или "0"
Ближний Приконтактный	-0,05 (-0,23)	"0" или "+"
Концентрат РОЦ	0,56 (0,08)	"_"
Забалансовая руда	0,28 (-0,02)	"0" или "-"

Анализ результатов лабораторного тестирования позволяет выявить зависимость между извлечением золота во флотоконцентрат и:

- содержанием мышьяка в руде;
- содержанием цианируемого (свободного) золота в руде.

Графическая интерпретация выявленных зависимостей показана на рис. 10, 11.

Данную зависимость можно объяснить наличием прямой взаимосвязи между содержанием золота и мышьяка в руде, а также значительно более высокой золотоносностью арсенопирита, чем пирита.

Из рис. 11 видно, что при содержании цианируемого золота в руде до 25% оно практически не влияет на извлечение при флотации, значимое влияние цианируемого золота проявляется когда его доля в руде превышает 25%. Так, при изменении доли цианируемого золота с 25 до 40%, извлечение при флотации снижается на 4%. Отрицательное влияние данного факта можно объяснить тем, что цианируемое золото в руде представлено в основном частицами свободного золота крупностью менее 5 мкм, которое обладает низкой флотоактивностью. Это подтверждается тестами цианирования хвостов флотации, доля цианируемого золота в которых в отдельных случаях достигает 50%.

Таким образом, показатель доли цианируемого золота в руде может служить признаком, определяющим выделение технологических подтипов руды по границе 25%. Минимизация влияния этого фактора на показатели флотации может быть реализована двумя способами:

- усреднением руд на шихтовочном складе так, чтобы доля цианируемого золота не превышала 25-27% (соответствует среднему показателю по месторождению Кокпатас);
- корректировкой реагентного режима флотации при превышении в шихте доли свободного золота более 25%.

Таблица 2
Усредненные результаты лабораторных тестов групповых проб месторождения Кокпатас.

Карьер (горизонт)	Показатель	Цианирование исх. руды		Содержание						Выход флотоконцентрата, %	Содержание во флотоконцентрате		Извлечение Au во флотоконцентрат, %
		Содержание Au в исх., g/t	Извлечение Au в раствор, %	As	Fe _{общ.}	S _{общ.}	Sc _{эфф.}	CO ₂	C _{орг.}		Au	Ss	
Южный 1 (гор.+175...270)	Среднее	3,64	26,69	0,92	5,54	3,04	3,00	5,31	0,27	15,52	19,16	15,11	77,42
	min	2,5	15,1	0,6	4,1	2,0	1,7	1,5	0,2	11,3	10,6	8,2	49,3
	max	3,8	48,4	1,1	6,4	3,3	3,2	6,1	0,5	17,9	26,8	17,7	86,7
	Коэффициент вариации, %	10,0	31,1	20,7	12,7	10,2	12,3	24,1	39,7	12,9	18,9	17,1	10,8
Восточный (гор.+230...275)	Среднее	3,25	35,79	0,54	4,43	2,78	2,71	3,76	0,26	14,38	18,17	14,70	74,36
	min	2,8	27,4	0,4	3,9	2,4	2,2	2,4	0,2	12,3	15,0	8,9	66,0
	max	3,9	42,8	0,6	4,9	3,0	3,0	4,4	0,3	15,7	26,1	18,3	80,1
	Коэффициент вариации, %	11,2	13,3	14,5	6,6	8,2	9,2	17,8	20,7	6,6	20,5	17,6	5,4
Ближний (гор.+220...280)	Среднее	3,57	27,00	0,87	5,34	2,38	2,29	8,09	0,21	14,28	20,40	14,94	79,03
	min	2,8	14,3	0,5	4,0	1,3	1,3	4,1	0,1	10,1	14,2	11,3	65,9
	max	5,1	42,9	1,3	6,1	2,9	2,6	11,1	0,5	17,5	25,8	25,5	88,4
	Коэффициент вариации, %	20,5	37,9	25,9	7,3	21,1	19,9	21,0	54,8	15,2	16,9	29,6	8,7
Забалансовые руды	Среднее	1,65	24,25	0,47	4,94	2,29	2,23	6,54	0,32	13,45	9,96	12,38	75,14
	min	1,55	7,08	0,38	4,23	1,698	1,652	4,34	0,21	11,23	8,92	8,87	67,22
	max	1,81	30,44	0,59	5,71	2,821	2,63	8,88	0,79	15,93	11,48	17,33	80,12
	Коэффициент вариации, %	6,93	33,51	15,67	10,65	17,06	15,73	27,19	66,13	10,86	9,88	24,55	6,39
Концентрат РОЦ	Среднее	1,85	22,46	0,49	5,48	1,85	1,83	5,54	0,19	13,6	9,58	10,19	67,3
	min	1,46	7,10	0,37	4,72	1,32	1,11	4,81	0,12	8,00	4,05	3,59	45,94
	max	2,49	48,09	0,63	6,34	2,382	2,376	6,39	0,46	22,95	16,2	15,72	87,78
	Коэффициент вариации, %	17,5	44,6	15,1	7,7	12,0	13,5	6,4	43,9	27,6	30,5	28,8	16,1
Товарные руды Кокпатас	Среднее	3,55	29,26	0,79	5,23	2,92	2,87	6,41	0,26	15,88	17,92	14,75	76,52
	Коэффициент вариации, %	7,65	18,10	17,38	9,54	11,27	11,56	28,45	27,29	9,28	12,00	2,82	4,35

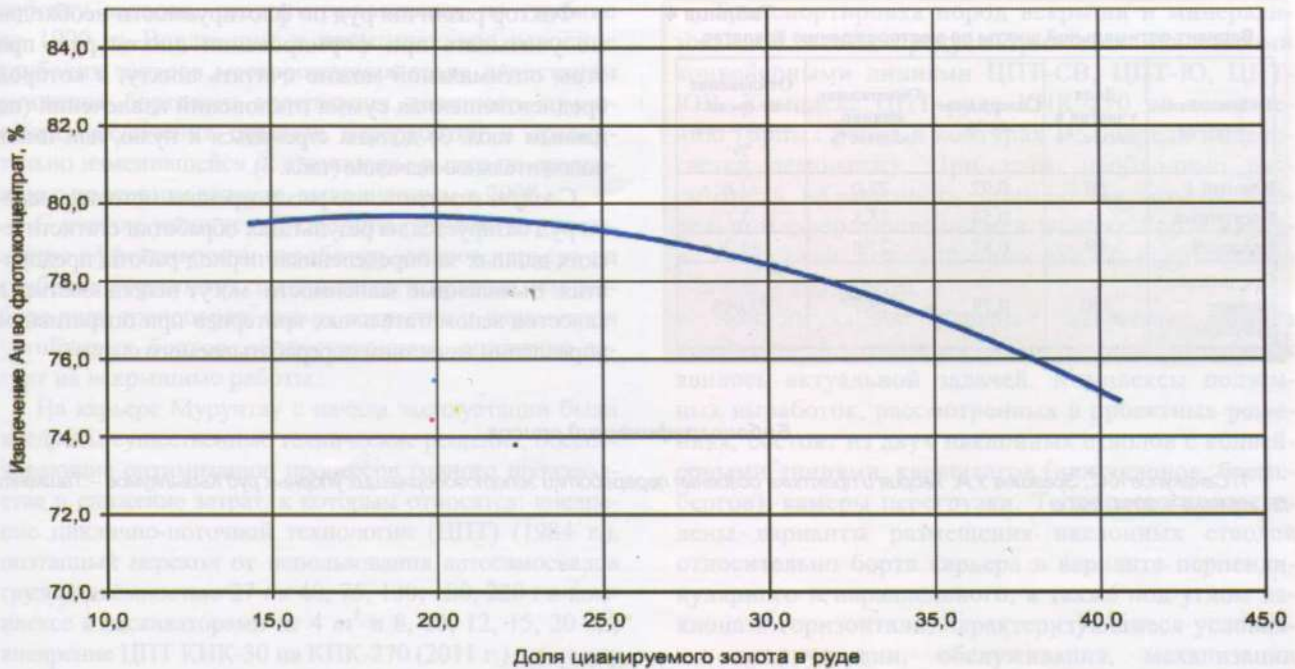


Рис. 11. Зависимость извлечения Au во флотоконцентрате от доли цианируемого золота в руде.

Наличие взаимосвязи извлечения золота при флотации и содержаниями мышьяка и свободного золота в руде может служить дополнительным критерием при формировании оптимальной шихты, а также позволяет использовать эти особенности для оценки относительной флотуемости руд отдельных карьеров.

Оценка руд по относительной флотуемости проводится в следующем порядке:

а) задавшись средним значением содержания мышьяка (0,79%) и доли цианируемого золота (29,26%) по товарным рудам месторождения Кокпатас, (рис. 10 и 11) определяется соответствующее этим значениям извлечение, и принимается как базовое;

б) далее задавшись средним значением содержания As и цианируемого золота по каждому отдельному карьере (рис. 10, 11) определяются соответствующие значения извлечения и вычисляется разница (отклонение) от базового значения (с учетом знака "+" или "-");

в) суммируются вычисленные отклонения извлечения. Сумма отклонений (с учетом знака) показывает насколько будет выше (+) или ниже (-) извлечение конкретной руды от извлечения средней шихты.

г) в соответствии с рассчитанными отклонениями составляем рейтинг руд по флотуемости, присваивая им места в порядке снижения извлечения (табл. 3).

Наиболее благоприятной рудой для флотации является руда карьера Южный-1 (т.к. характеризуется повышенным содержанием As и пониженным содержанием свободного золота), наименее благоприятной является руда карьера Восточный (низкое содержание As, высокое свободного золота).

Полученные результаты по флотуемости руд согласовываются с оценкой влияния руд на извлечение рассматриваемых при анализе заводского передела, и позволяют рассматривать руду конкретного карьера не только по знаку влияния на извлечение, а ещё и по численному значению.

Рейтинг руд карьеров месторождения Кокпатас по флотуемости.

Таблица 3

Наименование карьера	Содержание As, %	Доля цианируемого золота, %	Извлечение от содержания As (рис. 10), %	Извлечение от доли цианируемого золота (рис. 11), %	Отклонение от средн. извлечен. по содержанию As, %	Отклонение от средн. извлечен. по доли цианир. Au, %	Сумма отклонений извлечений, %	Место
Южный 1	0,92	27	78,9	79	+1,1	+0,5	+1,6	1
Ближний	0,87	27	78,5	79	+0,7	+0,5	+1,2	2
Карашохо 1	0,8	21,45	77,8	79,6	0	+1,1	+1,1	3
Карашохо 2-2	0,68	30,7	76,9	78,4	-0,9	-0,1	-1,0	4
Южный 3	0,83	36,04	78,1	76,8	+0,3	-1,7	-1,4	5
Восточный	0,54	35,8	76	77	-1,8	-1,5	-3,3	6
Среднее	0,77	29,67	77,8	78,5				

Таблица 4
Вариант оптимальной шихты по месторождению Кокпатас.

Наименование карьера	Доля участия в шихте, %	Содержание As , %	Содержание цианир. золота, %	Отклонение от средн. извлечения, %
Южный 1	50	0,92	27,0	+1,6
Восточный	31	0,54	35,8	-3,3
Ближний	19	0,87	27,0	+1,2
Средневзвешенное значение	100	0,79	29,7	+0,005

Фактор различия руд по флотуемости необходимо учитывать при формировании шихты руд, при этом оптимальной можно считать шихту, в которой средневзвешенная сумма отклонений извлечений (по данным табл. 3) должна стремиться к нулю, или иметь положительное значение (табл. 4).

Следует отметить, что рассмотренная методика оценки руд базируется на результатах обработки статистических данных за определенный период работы предприятия. Выявленные зависимости могут использоваться в качестве вспомогательных критериев при оперативном управлении качеством перерабатываемого сырья.

Библиографический список

1. Санакулов К.С., Эргашев У.А. Теория и практика освоения переработки золотосодержащих упорных руд Кызылкумов – Ташкент, ГП «НИИМР» 2014. 297 с.

УДК 622.271.4:622.342:622.45

© Снитка Н.П., Йулдошев У.У. 2017 г.

ЭФФЕКТИВНОСТЬ СХЕМ ВСКРЫТИЯ КАРЬЕРА МУРУНТАУ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ ПЕРЕХОДЕ К V ОЧЕРЕДИ РАЗВИТИЯ

Снитка Н.П., главный инженер НГМК; Йулдошев У.У., начальник горного отдела НГМК.

Maqolada Navoiy kon-metallurgiya kombinati Muruntau karyeridagi kon ishlarini istiqbolli rivojlanish masalalari ko'rib chiqilgan. Karyerda qo'llaniladigan ochiq va yer osti kon usulining tadbiq'i rudalar tashish masofasini kamaytirib, chqur karyerdagi ekspluatatsion kursatgichlariga ijobiy tasir kursatadi.

Tayanch iboralar: chuqur karyerlar, davriy-uzliksiz texnologiya, qiya stvol, ochish sxemasi, solishtirma harajatlar, bortlar turg'unligi, kon ishlari yo'nalishi.

The issue of long-term development of mining operations at the Muruntau quarry of the Navoi mining and metallurgical complex is considered in the article. The introduction of an open-underground method of opening a quarry providing a reduction in ore transport, which has a positive effect on the operating indices of a deep quarry.

Key words: deep careers, cyclic-flow technology, inclined barrel, autopsy scheme, reduced costs, stability of the sides, direction of mining operations.

Мировая практика горного производства свидетельствует о резком увеличении глубины действующих карьеров. Из числа открытых разработок к супер карьерам относят следующие: Чукикамата (1000 м), Бингем-Каньон (1200 м), Эскондида (800 м), Качарский (720 м), Ингулецкий (700 м) и др.

Стратегически важной задачей рентабельного освоения запасов глубоких карьеров является

выбор оптимального варианта схемы вскрытия.

В число указанных глубоких карьеров входит и карьер Мурунтау, расположенный в Центральном Кызылкумах. В настоящее время карьер Мурунтау достиг глубины 600 м, а этап горных работ подходит к стадии затухания, в связи с чем стратегическое направление развития карьера нацелено на от-



работку запасов, сконцентрированных на глубине до 1000 м. Вовлечение в промышленное освоение глубоких запасов месторождения стало следствием снижения бортового содержания полезного компонента, увеличения объемов переработки и сравнительно изменившейся конъюнктуры рынка по сравнению с подсчетом запасов, выполненным в 2008 г.

С учетом увеличения глубины разработки, повышение эффективности отработки запасов карьера на глубоких горизонтах заключается в правильном выборе вида транспорта, схемы вскрытия и параметров устойчивых бортов, обеспечивающих снижение затрат на вскрышные работы.

На карьере Мурунтау с начала эксплуатации были внедрены существенные технические решения, обеспечивающие оптимизацию процессов горного производства и снижение затрат, к которым относятся: внедрение циклично-поточной технологии (ЦПТ) (1984 г.), поэтапный переход от использования автосамосвалов грузоподъемностью 27 т к 40, 75, 130, 180, 220 т в комплексе с экскаваторами от 4 м³ и 8, 10, 12, 15, 20 м³, внедрение ЦПТ КНК-30 на КНК-270 (2011 г.).

Схема вскрытия карьера IV очереди, формирование которого началось в 1995 г., предусматривала формирование четырех капитальных траншей внутреннего заложения, обеспечивающих транспортную связь с заложением на северо-восточной, юго-западной, южной, юго-восточной. С 2011 г. началось внедрение комплекса ЦПТ-руда КНК-270, ЦПТ-порода ЮВ и последовательная ликвидация наклонной линии ЦПТ-порода Юг, функционировавшей в контурах III очереди и состоящей из трех каскадов дробильно-перегрузочных пунктов (ДПП).

Принятые решения схемы вскрытия с применением комбинированного вида транспорта в IV очереди на стадии эксплуатации обеспечили необходимые параметры производительности и поддержание эксплуатационных затрат на прежнем уровне. Так, доработка карьера в контурах IV очереди в стадии затухания принятой системой транспорта будет приближаться к предельному расстоянию транспортировки и значительному изменению высоты подъема, тем самым увеличивая затраты на перемещение горной массы.

Несмотря на положительные результаты эксплуатации ЦПТ-порода Юг на протяжении 30 лет, горно-геологические условия и горно-технические последствия на участке размещения наклонных конвейеров с каскадами дробилок борта были подвержены деформации. Исходя из данного опыта применения ЦПТ, группой специалистов НГМК и института «O'zGEORANGMETLPI» при проработке технических решений проекта ПТЭО V очереди, с целью длительной эксплуатации комплекса ЦПТ (более 50 лет), было принято решение внедрить комплекс ЦПТ-руда с размещением в подземной вскрывающей выработке - наклонном стволе, удовлетворяющее критерию сокращения вскрышных пород на глубоких горизонтах и увеличения рудной массы, а также нахождения наклонного ствола за линией деформации борта.

Транспортировка пород вскрыши и минерализованной массы предусматривается наклонными конвейерными линиями ЦПТ-СВ, ЦПТ-Ю, ЦПТ-ЮВ. Комплекс ЦПТ-руда КНК-270 по завершению горных работ в контурах IV очереди подвергается демонтажу. При этом, необходимо рассмотреть возможность применения его на предельном сформировавшемся участке борта карьера V очереди, который повторял бы предыдущую конструкцию борта.

Концептуальное решение вскрытия карьера комбинацией открытых и подземных выработок явилось актуальной задачей. Комплексы подземных выработок, рассмотренных в проектных решениях, состоят из двух наклонных стволов с конвейерными линиями, квершлагов (или уклонов, бремсбергов), камеры перегрузки. Теоретически определены варианты размещения наклонных стволов относительно борта карьера в варианте перпендикулярного и параллельного, а также под углом наклона к горизонтали, характеризующиеся условиями эксплуатации, обслуживания, механизации вспомогательных работ.

Выбор варианта размещения определяется порядком подготовки рабочих горизонтов и системой разработки. При перпендикулярном размещении наклонного ствола к борту карьера существенно увеличивается длина квершлагов и расстояние транспортирования конвейерным транспортом. Увеличивается также расстояние транспортировки автомобильным транспортом к перегрузочным пунктам. При расположении наклонного ствола вдоль борта обеспечиваются меньшие объемы горно-капитальных работ, краткий срок ввода его в эксплуатацию и охват значительной части карьера, обеспечивая сокращение расстояния транспортировки.

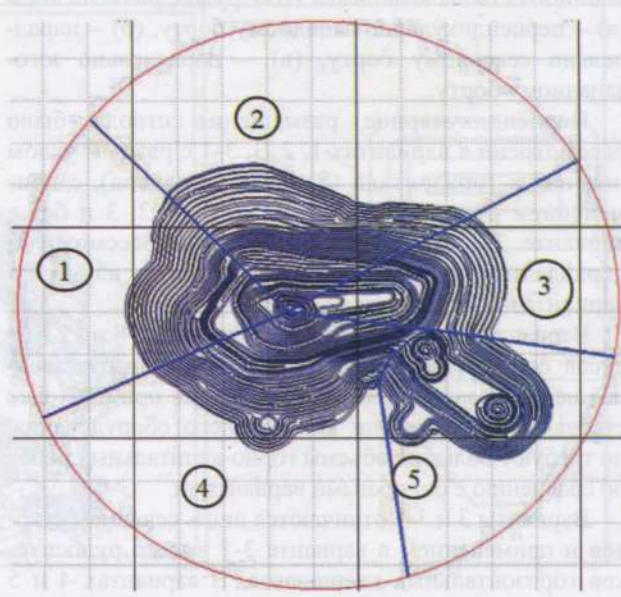


Рис. 1. Разделение карьера на технологические зоны.

Распределение объемов вскрыши, минерализованной массы и руды по зонам, %

Таблица 1

Показатели	Зона 1 (запад)	Зона 2 (север)	Зона 3 (восток)	Зона 4 (юг)	Зона 5 (Мютенбай)	Всего
Всего горной массы, в т.ч.:	13,5	22,3	25,8	24,8	13,5	100,0
вскрышные породы	41,8	33,7	41,9	30,6	85,5	43,1
минерализованная масса	25,5	31,9	19,9	37,1	-1,7	25,2
руда	32,7	34,3	38,2	32,3	12,8	31,7
Распределение вскрыши и мин. массы	13,4	21,4	23,4	24,6	17,2	100,0
Распределение руды	14,0	24,2	31,1	25,3	5,5	100,0

Схемы вскрытия неотъемлемо связаны с формированием грузопотоков на породное, минерализованное и рудное направления.

Условно разделив оптимизированную финальную форму карьера на технологические зоны, получим распределение объемов горной массы и руды в зависимости расположения бортов карьера (рис. 1, табл. 1).

Разработка этих запасов с минимальными затратами на транспортирование горной массы может быть достигнута правильным обоснованием плеча откатки руды и породы и рациональным формированием транспортных коммуникаций к центру тяжести рудного тела.

Для обоснования выбора оптимального варианта транспортировки руды в наклонном стволе с применением конвейерного транспорта необходимо рассмотреть трассировку наклонного ствола, обеспечивающую поэтапное вскрытие горизонтов с наименьшими капитальными затратами и оптимальные расстояния транспортировки автомобильным транспортом.

На рис. 2. приводятся варианты трассировки наклонного ствола комплекса ЦПТ руда с размещением (а) – перпендикулярно западному борту, (б) – параллельно северному борту, (в) – параллельно юго-западному борту.

Перпендикулярное размещение ствола было рассмотрено в вариантах 1, 2, 3, 3-1 с разным углом падения к горизонтали (8, 12, 15 градусов), с применением рудоспусков в вариантах 1, 2, 3 и без в варианте 3-1 (табл. 2). Также было рассмотрено параллельное размещение ствола к борту карьера в вариантах 4, и 5.

Варианты 1 и 2 при угле наклона ствола 8 и 12 градусов соответственно обеспечивают беспрепятственное использование самоходной техники при проходке ствола и обслуживании конвейерного оборудования, но требуют большие объемы горно-капитальных работ по сравнению с остальными вариантами.

Варианты 3 и 3-1 отличаются лишь сечением стволов и применением в варианте 3-1 вместо рудоспусков горизонтальных квершлаггов. В вариантах 4 и 5 смещение концентрационных горизонтов при вскры-

тии горизонтов обеспечивается в вертикальном и горизонтальном направлениях, когда в остальных только в вертикальном.

Экономическую эффективность системы вскрытия можно оценить по сумме всех затрат на строительство и транспортирование за период разработки месторождения. В качестве критерия при выборе оптимального варианта рассмотрен минимум приведенных затрат.

Наименьшее значение приведенных затрат из вариантов будет являться оптимальным вариантом.

Направления горных работ в начальном этапе вскрытия запасов карьера V очереди определяются в зонах меньшего коэффициента вскрыши (табл. 1). Выделены северный, западный, южный борты карьера, а восточный борт, хотя и имеет самый низкий коэффициент вскрыши, придерживается из-за расположения на нем крутонаклонного конвейера, который будет функционировать до затухания горных работ в контурах карьера IV очереди.

Производительность горного комплекса по выемке горной массы в настоящее время составляет 42 млн m^3 в год. Переход к очередному этапу реконструкции карьера V очереди требует увеличения объемов выемки горной массы в количестве до 70 млн m^3 в год на протяжении 10 лет, предусматривающего обеспечение вскрытия запасов в контурах V очереди, необходимой для загрузки мощностей перерабатывающего комплекса в период после затухания горных работ в контурах карьера IV очереди.

Интенсификацию горных работ можно обеспечить за счет увеличения единичной мощности горнотранспортного оборудования, сокращения расстояния транспортировки автосамосвалами и увеличения доли транспортировки конвейерным транспортом до 80% горной массы [2, 3].

Транспортная схема вскрышного грузопотока также предусматривает комплексы ЦПТ в направлениях северо-восток, юг и юго-восток, охватывая основные концентрации объемов по зонам. Всего суммарный объем транспортировки, достигаемый комплексами ЦПТ в проектных решениях V очереди, составляет 61 млн m^3 , достигающийся за счет

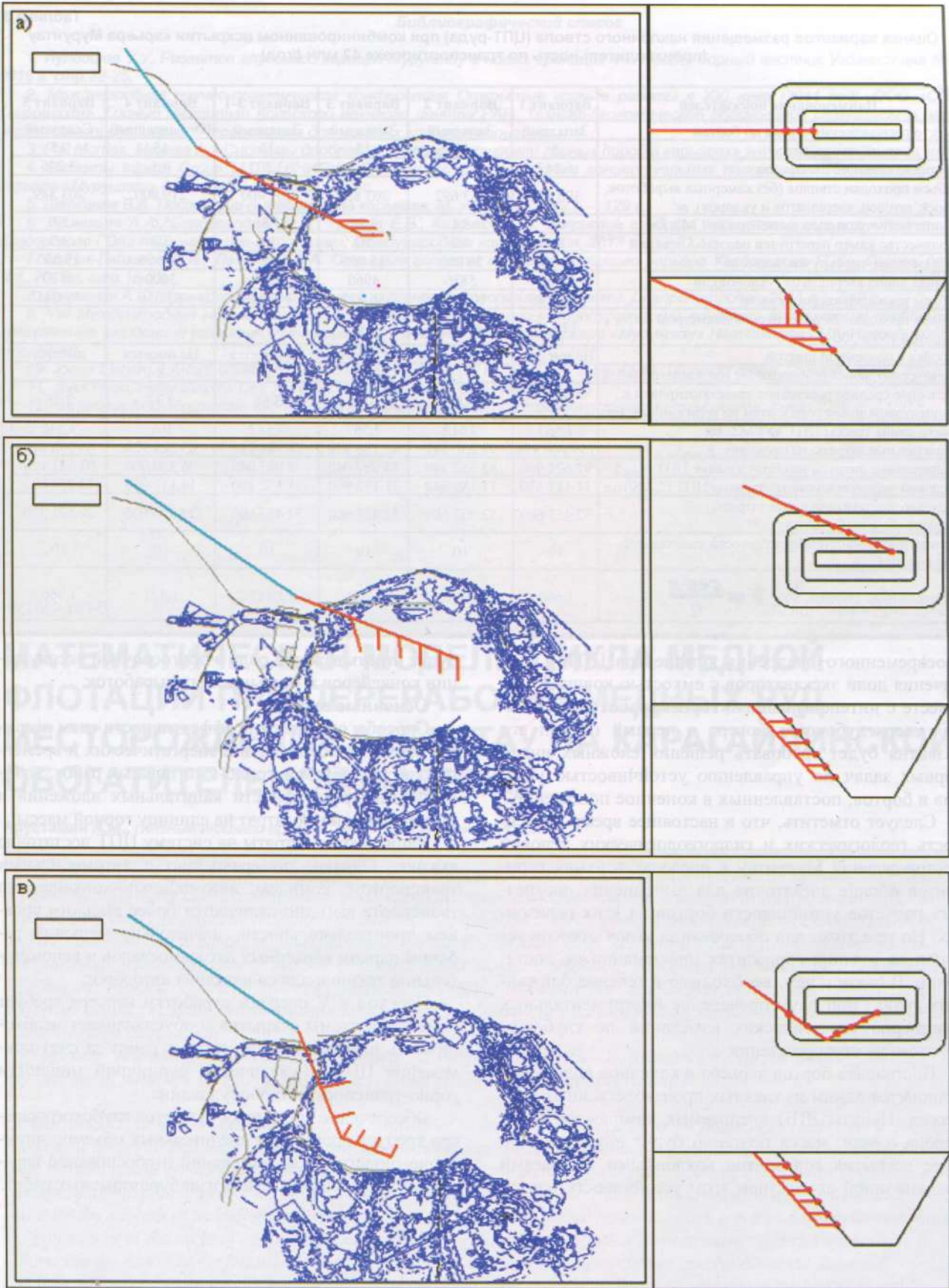


Рис. 2. Варианты вскрытия с применением подземных выработок.

Таблица 3

Оценка вариантов размещения наклонного ствола (ЦПТ-руда) при комбинированном вскрытии карьера Мурунтау (производительность по транспортировке 42 млн т/год)

Наименование показателей	Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3	Вариант 3-1	Вариант 4	Вариант 5
Место расположения ствола по бортам	Западный	Западный	Западный	Западный	Юго-западный	Северный
Угол наклона ствола, град	8	12	15	15	15	15
Длина наклонного ствола, km	6,143	3,992	3,207	3,207	3,5	3,246
Объем проходки стволов (без камерных выработок, сбоек, штолен, квершлагов и уклонов), m ³	390 388	253 692	203 805	201 400	219 800	203 849
Длина магистрального конвейера до ГМЗ, km	0,9	3,1	3,86	3,86	5,6	5,6
Количество камер перегрузки подзем. / поверхн.	7/1	4/2	3/2	3/2	3/3	3/3
Объем камер перегрузки, всего, m ³	35 000	20 000	15 000	15 000	15 000	15 000
Общая длина квершлагов (уклонов), m	8006	5836	4960	8145	3600	4400
Объем проходки квершлагов, m ³	140 185	102 188	86 850	142 619	63 036	77 044
Объем проходки 2х рудоспусков диаметром 6м, m ³ , высотой 150 и 300 m	14 130	14 130	14 130			
Сбойка с подземной шахтой	Не имеется	Не имеется	Не имеется	Не имеется	Не имеется	имеется
Количество забоев при проходке наклонного ствола	1	1	1	2	2	3
Условное среднее расстояние транспортировки к концентрационным горизонтам по горизонтали, km	3,68	3,68	3,68	3,68	3,33	3,16
Всего длина трассы ЦПТ до ГМЗ, km	7,563	7,612	7,587	7,587	9,6	9,346
Капитальные затраты на проходку, K _{прох} , \$	139 968 996	98 236 591	82 786 979	78 984 081	65 523 920	65 096 416
Капитальные затраты на оборудование ЦПТ, K _{цпт} , \$	97 624 960	83 562 240	78 087 040	78 087 040	96 320 000	92 581 120
Условно эксплуатационные затраты ЦПТ, C _{цпт} , \$/год	11 117 610	11 189 640	11 152 890	11 152 890	14 112 000	13 738 620
Условно эксплуатационные затраты автотранспорта, C _{авт} , \$/год	32 457 600	32 457 600	32 457 600	32 457 600	29 370 600	27 871 200
Ставка дисконта для эффективности капитальных вложений, E, %	10	10	10	10	10	10
Приведенные затраты, \$/t $Z = \frac{C + EK}{Q}$	1,603	1,472	1,421	1,412	1,421	1,366

своевременного внедрения комплексов ЦПТ и увеличения доли экскаваторов с емкостью ковша 20 m³. Вместе с интенсификацией горных работ эксплуатация сверхглубокого карьера в первый период его развития будет требовать решения сложных инженерных задач по управлению устойчивостью уступов и бортов, поставленных в конечное положение.

Следует отметить, что в настоящее время изученность геологических и гидрогеологических условий месторождения Мурунтау в пределах верхних горизонтов вполне достаточна для выполнения прогнозных расчетов устойчивости бортов на этих горизонтах. Но при этом, для обоснования углов откосов уступов на нижних горизонтах информации не достаточно. В связи с чем, необходимо в течение ближайших года или двух проведение инструментальных инженерно геологических изысканий по глубоким горизонтам месторождения.

Постановка бортов карьера в конечное положение становится одним из главных производственных процессов. Пункты ДПП внедряемых комплексов ЦПТ-порода и мин. масса поэтапно будут опускаться по мере вскрытия горизонтов наклонными траншеями традиционной схемы, при этом устойчивость бортов

будет играть важную роль в долгосрочной эксплуатации конвейеров и вскрывающих выработок.

Основные выводы.

Способы определения эффективности схем вскрытия заключаются в анализе энергетических и временных затрат, объемов горно-капитальных работ, коэффициента эффективности капитальных вложений и эксплуатационных затрат на единицу горной массы.

Капитальные затраты на систему ЦПТ достаточно высоки. Однако, по сравнению с автомобильным транспортом, комплекс автомобильно-конвейерного транспорта выгодно отличается более высоким уровнем производительности, значительно меньшим рабочим парком карьерных автосамосвалов и вспомогательной техники для содержания автодорог.

Переход к V очереди отработки карьера требует изменения схемы вскрытия и обуславливает необходимость интенсификации горных работ за счет применения ЦПТ и увеличения единичной мощности горно-транспортного оборудования.

Обеспечение устойчивости бортов глубокого карьера требует проведения значительных объемов инженерно-геологических изысканий и обоснование параметров специальной технологии буровзрывных работ.

Библиографический список

1. Йулдошев У.У. Развитие глубокого карьера Мурунтау в новых границах V очереди. Горный вестник Узбекистана №1, 2016 г. стр.22-25.
2. Международная научно-практическая конференция Открытые горные работы в XXI веке (2011 год). 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. –120 с.
5. Щелканов В.А. Подземные выработки на карьерах. М. «Недра», 1982 г. – 129 с.
6. Леонтьев А.А., Белгородцев О.В., Громоф Е.В., Казачков С.В. Вскрытие глубоких горизонтов карьера «Железный» Ковдорского ГОКа подземными выработками. Международная конференция, 2013 г. 212-222 с.
7. Мелик-Гайзаков И.В., Данилкин А.А. Основные аспекты создания глубокого карьера Ковдорского ГОКа. Горное дело. №1. 2015 г. стр.15-22.
8. Дриженко А.Ю. Карьерные технологические горнотранспортные системы. Днепропетровск, 2011 г. – 542 с.
9. VIII Международная научно-техническая конференция – Горно-металлургический комплекс: достижения, проблемы и современные тенденции развития. Йулдошев У.У. V очередь развития карьера «Мурунтау» Навоийского ГМК. Навоий, 2015 г. стр. 87-88.
10. Jonny Sjoberg. LARGE SCALE SLOPE STABILITY IN OPEN PIT MINING A REVIEW. Technical report. Sweden. 1996, 229 p.
11. John Read, Peter Stacey. OPEN PIT SLOPE DESIGN. CSIRO 2009, 496 p.
12. Четверик М.С. Вскрытие горизонтов глубоких карьеров при комбинированном транспорте. Киев, 1986 г. – 186 с.

УДК 622.765-52

© Арустамян А.М. 2017 г.

МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ЦИКЛА МЕДНОЙ ФЛОТАЦИИ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ МЕДНЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ АКБАСТАУ НА КАРАГАЙЛИНСКОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКЕ

Арустамян А.М., главный инженер проекта ЗАО «РИВС-проект» (Россия).

Maqolada amaldagi mis rudasining flotatsiya texnologik ko'rsatkichlari tahlil qilingan. Kompyuter texnologiyasi yordamida bajarilgan tahlil kamchiliklari muhokama qilingan. Akbastau mis koni misolida flotatsiya texnologik ko'rsatkichlari zamonaviy neyrotarmoq texnologiyasiga tadbiq qilingan. Neyrotarmoq texnologiyasini modellashtirishning yutuqlari oddiy diskret statistik texnologik analiz ko'rsatkichlaridan farqi keltirilgan. Karagaylin boiitish fabrikasida neyrotarmoqli texnologiyasining modeli erdamida misni flotatsiya ciklining funciyaga bog'liklik asosiy parametrlari aniqlangan. Flotatsiya jarayoniga ta'sir ko'rsatuvchi salbiy ko'rsatkichlar aniqlangan bo'lib, taqqoslashni baholash faktorlari orqali shixtalab qayta ishlashning texnologik ko'satkichlari va fabrikadagi texnologik ko'rsatkichalarni takomillashtirishga asoslangan.

Tayanch iboralar: Mis rudasi, flotatsiya, diskriptiv statistika, ko'pfaktorlilik va ob'ektning chiziqsizligi, neyrotarmoqli modellashtirish, funktsiya va javobning sirtlari, boyitishning egriliklari.

The article analyzes the existing practice of analysis of technological indicators in the flotation of copper ores. The shortcomings of the performed analyzes using computer technologies are discussed. On the example of copper ores of the Akbastau field, modern neural network technologies are used to analyze the technological parameters of the flotation process. The advantage of application of neural network modeling is proved in comparison with the traditionally used simple descriptive statistics for the analysis of technological indicators. With the help of the neural network model, functional interrelations between the parameters in the cycle of copper flotation of the Karagailinsk concentration plant are determined. The negative factors influencing the results of the flotation process are revealed. A comparative quantitative assessment of the factors of processed batch for technological indicators is made and the necessity of improving the technology operating at the factory is justified.

Key words: copper ores, flotation, descriptive statistics, multifactority and nonlinearity of the object, neural simulation, functions and response surfaces, concentration curves.

Вопрос математического моделирования флотационных процессов всегда был и остается наиважнейшей проблемой для практики обогащения полезных ископаемых.

Многолетние исследования различных классических алгоритмов показали, что технология флотации отличается нечеткой логикой и неявным характером взаимосвязей, проблемы решаются традиционными методами с недостаточной точностью и информационной достоверностью для практического использования в конкретных задачах диагностики, прогнозирования и принятия решений [1]. Неявные задачи процесса флотации являются привлекательными для применения нейросетевых технологий. В книге [2] так оценивается применение нейросетей для решения задач классификации: «Существует много эвристических алгоритмов классификации без учителя, основанных на использовании мер близости между объектами. Каждый из них имеет свою область применения, а наиболее распространенным недостатком является отсутствие четкой формализации задачи. Совершается переход от идеи кластеризации прямо к алгоритму, в результате неизвестно, что ищется (но что-то в любом случае находится, иногда – неплохо)». Неоспоримым достоинством нейронных сетей является их способность строить по принципу «чёрного ящика» эмпирические модели систем, для которых теоретические зависимости между входными и выходными данными либо слишком сложны, либо вообще неизвестны. Также, один раз изученная сеть на некой исходной выборке, может впоследствии быть неоднократно использована для практически мгновенной обработки аналогичных данных.

Нейронные сети - исключительно мощный метод моделирования, позволяющий воспроизводить чрезвычайно сложные зависимости. В частности, большинство нейронных сетей *нелинейны* по своей природе. На протяжении многих лет линейное моделирование было основным методом моделирования в большинстве областей, поскольку для него хорошо разработаны процедуры оптимизации. В задачах, где линейная аппроксимация неудовлетворительна (что характерно для области флотации), линейные модели работают плохо. Кроме того, нейронные сети справляются с "*проклятием размерности*", которое не позволяет моделировать линейные зависимости в случае большого числа переменных. Нейронные сети привлекательны с интуитивной точки зрения, ибо они основаны на примитивной биологической модели нервных систем. Между тем уже

"простые" нейронные сети, которые строит система *ST NeuralNetworks*, являются мощным оружием в арсенале специалиста по прикладной статистике [3].

Важной составляющей при разработке модели флотационного объекта является информационное обеспечение при анализе исходных данных с помощью традиционно первоначально применяемых простейших *дескриптивных* (описательных) статистик, которые при флотации обычно оказываются недостаточно мощными для получения удовлетворительного результата. Доказательством этого заключения является пример попытки установить наличие взаимосвязи между извлечением меди и её содержанием в концентрате на собранном массиве исходных данных при флотации месторождения Акбастау (рис. 1).

Разумеется, представление на рис. 1 наблюдений исходных данных не дает полезной информации и при этом отмечается корреляционная взаимосвязь между параметрами $R = 0,54$. Поэтому при разработке математической модели объекта мы воспользовались нейросетевой методологией.

Формирование статистического массива при выполнении анализа технологических показателей флотации медных руд месторождения Акбастау.

В месторождении выделяются два типа руд:

- первичные сульфидные руды;
- смешанные руды.

К медно-цинковым, отнесены руды с содержанием цинка более 1%. Руды не образуют самостоятельных

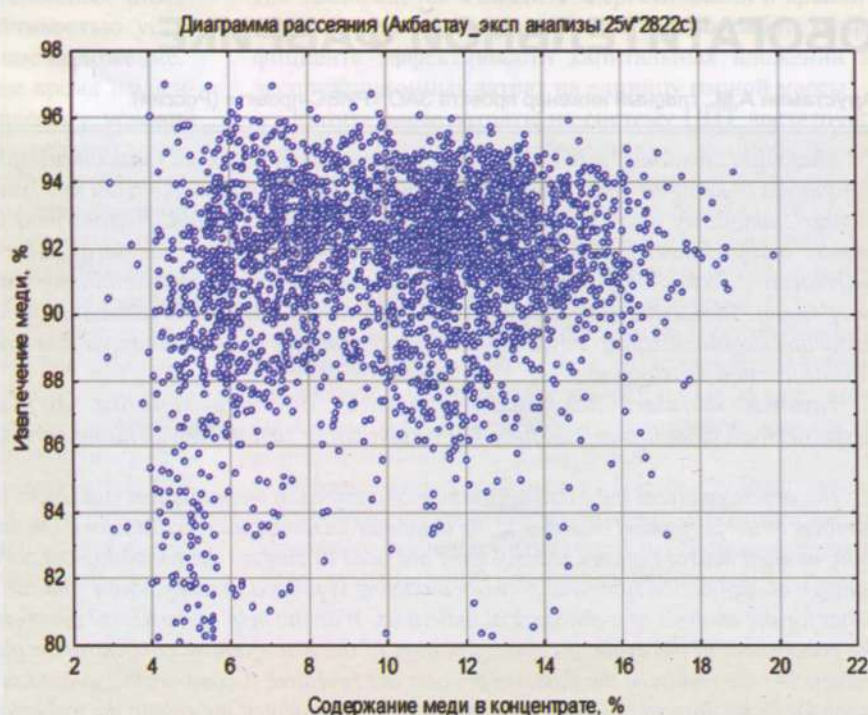


Рис. 1. Попытка установить наличие кривых обогатимости на плоскости « $\epsilon\text{Cu} - \beta\text{Cu}$ » при флотации медных руд месторождения Акбастау.



Таблица 1
Минеральный состав шихты.

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

тел с четкими геологическими границами, в связи с чем, селективная отработка их практически невозможна, что предопределяет сложность флотационного обогащения рассматриваемых руд. По данным института «ТОМС» в сформированной шихте проб в 2012 г. в ней содержится 1,25 % *Cu*, 0,56 % *Zn*, 9,77 % *Fe*, 9,6 % *S*, 0,04 % *Pb*, 0,4 г/т *Au*, 11,6 г/т *Ag*, 61,7 % *SiO₂*, 8,7 % *Al₂O₃*. Минеральный состав шихты представлен в табл. 1. Поверхность сульфидов частично окислена с образованием корок и пленок гидроксидов железа. Образование в пульпе соединений типа $[Fe(OH)]^+$ приводит к комплексообразованию применяемого ксантогената $[Fe(OH)X]X$ и снижению извлечения меди [4].

Околорудные изменения, связанные с развитием серицитизации и хлоритизации определяют целесообразность применения межцикловой песковой флотации. Переизмельченный серицит обладает еще большей самофлотируемостью и снижает качество получаемых концентратов. Известна также, повышенная флотируемость серицита в известковой среде [5].

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

Статистические оценки исследуемых параметров представлены в табл. 2.

В табл. 2 дополнительно включены расчетные параметры:

$aCu/\vartheta Cu$ – оценка обогатимости перерабатываемой шихты;

aFe/aCu – пиритный фактор исходной шихты. Оценка степени пиритности руды по значениям содержания железа является возможной, поскольку *Fe* в основном содержится в пирите и халькопирите;

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

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

Учитывая формат исходного статистического массива, основной целью выполняемого исследования явилось разработка обобщенной модели контура мед-

Таблица 2
Статистические оценки исследуемых параметров

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

Таблица 3

Регрессия (5) (Акбастау экспанализы.sta)		
	Cu.5	ECu.5
Среднее данных	10,216	91,079
Ст. откл. данных	3,216	3,398
Средние ошибки	0,024	0,019
Ст. откл. ошибки	1,140	1,651
Среднее абсолютной ошибки	0,800	1,181
Отношение ст. откл.	0,355	0,486
Корреляция	0,938	0,874

Таблица 4

Анализ чувствительности - 5 (Акбастау экспанализы.sta)								
	G	aCu	aFe	aZn	βZn	aCu/aZn	aFe/aCu	βFe/βCu
Отношение.5	1,179	1,208	1,121	1,297	1,173	1,085	1,226	1,391
Ранг.5	5	4	7	2	6	8	3	1

ной флотации осуществляемого на Карагайлинской обогатительной фабрике.

Исходный часовой статистический массив составлял 2822 наблюдения.

Нейросетевое моделирование объекта осуществлено с помощью обобщенной регрессионной нейронной сети ОРНС 8:8-1412-3-2:2(5), статистические оценки которой представлены в табл. 3.

Выходными функциями являются извлечение меди ϵ Cu и содержание металла в концентратах β Cu. Входные переменные отмечены в таблице чувствительности выходных функций к вариации исходных признаков (табл. 4).

Отметим высокую адекватность полученной модели.

Обобщенные зависимости технологических показателей по меди от входных параметров проявляемые по модели представлены в виде графиков на рис. 2-6.

Согласно представленным функциям отклика на рис. 2 следует существенная зависимость технологических показателей с нагрузкой на секцию. Можно считать, что оптимальной нагрузкой является производи-

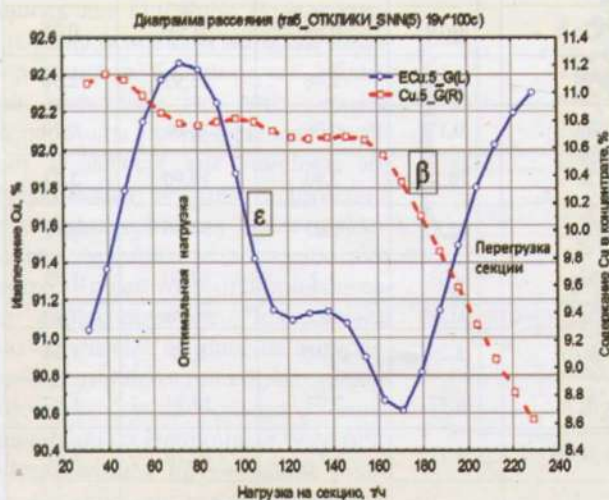


Рис. 2. Взаимосвязь технологических показателей с нагрузкой на секцию.

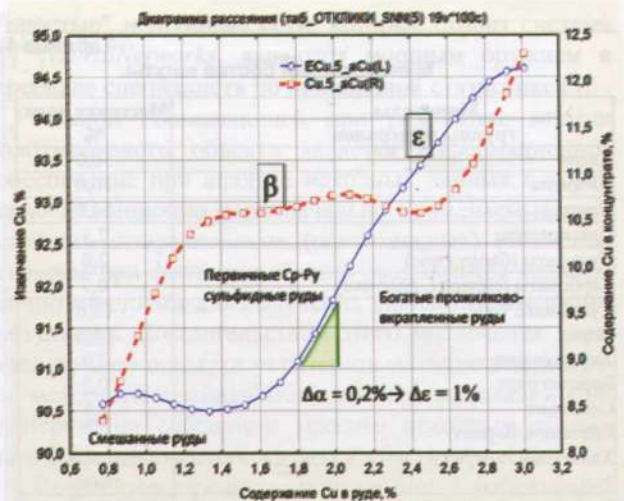


Рис. 3. Взаимосвязь технологических показателей с содержанием меди в руде.

тельность 80 т/ч. Повышение нагрузки приводит к снижению извлечения меди. Повышение нагрузки более 160 т/ч обуславливает увеличение выхода концентрата и, естественно, к повышению извлечения металла, но при этом резко снижается качество концентрата. Такое наблюдение вытекает из-за отсутствия на фабрике автоматических систем стабилизации циркуляционных потоков пульпы и дозирования реагентов.

Обобщенные функциональные зависимости на рис. 3, естественно, отражают улучшение технологических показателей с увеличением содержания меди в руде. Существенная нелинейность представленных зависимостей позволяет сделать вывод, что наиболее благоприятным для флотации является содержание меди в руде боле 2,1-2,2%. При этом увеличение содержания меди в руде на 0,2% приводит к повышению извлечения металла на 1%. Пониженные технологические показатели при флотации халькопирит-пиритовых (Cr-Py) сульфидных руд обусловлены развитием процессов электрохимиче-

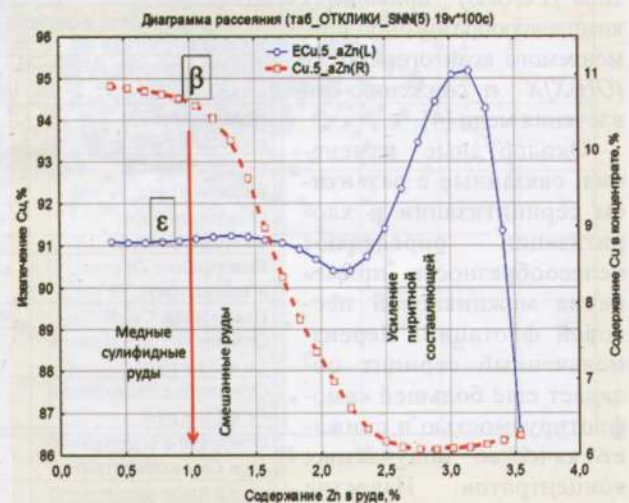


Рис. 4. Взаимосвязь технологических показателей с содержанием цинка в руде.

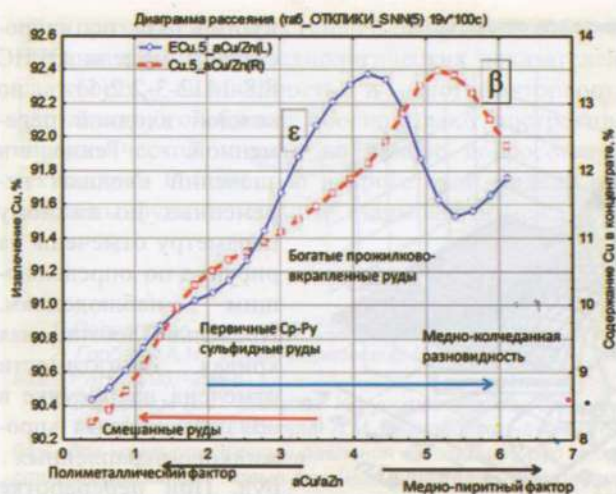


Рис. 5. Взаимосвязь технологических показателей с вариацией параметра aCu/aZn в руде.

ского окисления на поверхности минералов из-за присутствия в пульпе гидроксоокисных соединений железа. Это свидетельствует о необходимости совершенствования режимов действующей технологии.

Наиболее благоприятной для переработки являются медные сульфидные руды (рис. 4). На медных сульфидных рудах наблюдается пониженное содержание меди в концентрате 11 %. Это обусловлено тем, что полученная обобщенная функция отклика отражает многофакторность пространства исходных

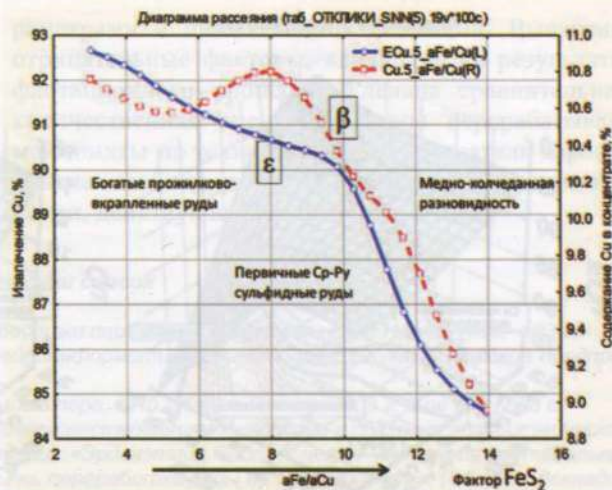


Рис. 6. Взаимосвязь технологических показателей с вариацией пиритного фактора aFe/aCu в руде.

данных, в том числе и наличие в шихте медно-колчеданной разновидности и Ср-Ру сульфидной составляющей. Усиление цинкового фактора отрицательно влияет на всех типах перерабатываемой шихты. Характер кривой извлечения меди подчеркивает отсутствие в действующем режиме флотации селективного фактора, что также требует усовершенствовать реагентный режим с учетом типа перерабатываемой рудной массы при повышении в ней содержания цинка выше 1 %.

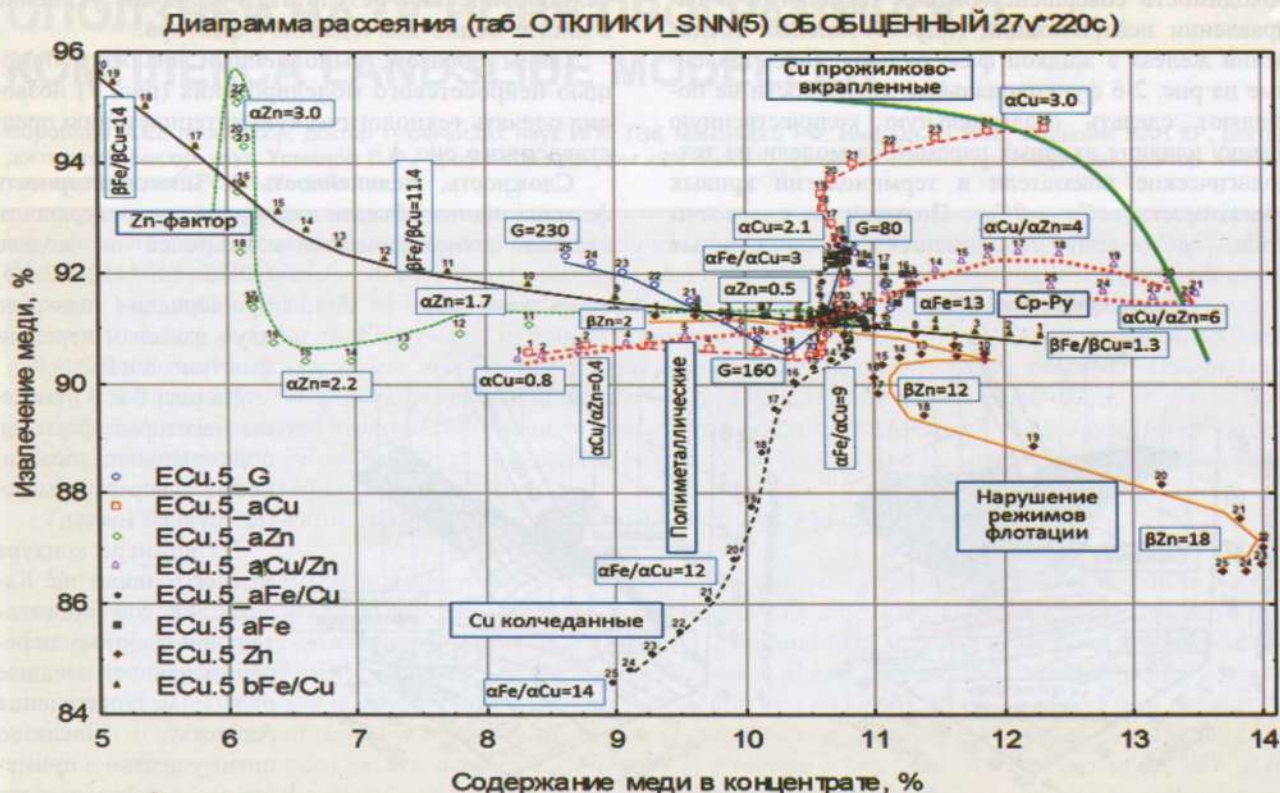


Рис. 7. Сравнительная количественная оценка влияния входных параметров модели на технологические показатели в терминологии кривых обогатимости « $\epsilon Cu - \beta Cu$ ».

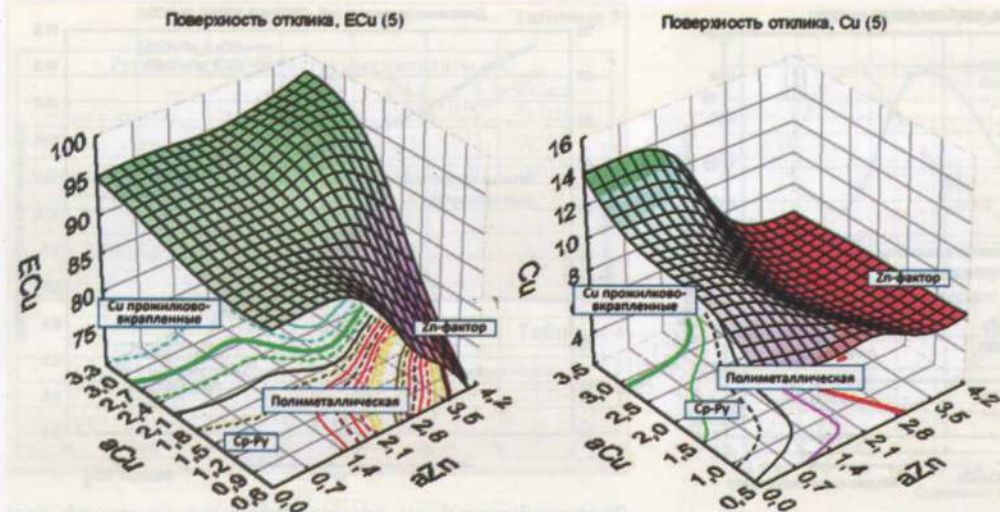


Рис. 8. Поверхности отклика технологических показателей на вариацию входных переменных aCu и aZn .

На рис. 5 представлена зависимость технологических показателей от развития в шихте значений полиметаллического и медно-пиритного факторов.

На рис 6 представлена зависимость технологических показателей от развития в шихте пиритного фактора aFe/aCu . Развитие пиритного фактора в перерабатываемой шихте отрицательно сказывается на технологических показателях, на всех типах руд, особенно при усилении медно-колчеданной составляющей. Это наблюдение еще раз подтверждает необходимость совершенствования технологии в направлении нейтрализации гидроксоокисных соединений железа в жидкой фазе пульпы. Представленные на рис. 2-6 функциональные зависимости не позволяют сделать сравнительную количественную оценку влияния входных параметров модели на технологические показатели в терминологии кривых обогатимости « $eCu - \beta Cu$ ». Поэтому на плоскости « $eCu - \beta Cu$ » (рис. 7) совмещены установленные

взаимосвязи по нейросетевой модели ОРНС 8:8-1412-3-2:2(5) по каждой входной переменной. Тенденции значений входных переменных по каждому параметру отмечены на рисунке по определяющим наблюдениям. Предельно достигаемая кривая обогатимости отмечена на рисунке в области медных прожилково-вкрапленных руд. При переработке Ср-Ру сульфидных руд наблюдается снижение извлечения меди более

чем на 2%. Повышенные нагрузки на секцию снижает качество концентратов на 2%. Усиление пиритного фактора aFe/aCu в руде с значения 1,3 до 14 приводит к снижению качества концентрата на 7%, а цинкового фактора aZn на 5%. Расположение на плоскости кривой по параметру содержания цинка в концентрате βZn на тренде наблюдений (точки 18-25) показывает существенное снижение извлечения меди, что может быть объяснено нарушением режимов флотации. К наихудшим технологическим результатам приводит усиление в шихте медно-колчеданного фактора.

Таким образом, выполненный анализ с помощью нейросетевого моделирования (рис. 7) позволил сделать технологическую интерпретацию представленного рис. 1.

Сложность, нелинейность и многофакторность флотационного объекта подчеркивают поверхности отклика технологических показателей по модели ОРНС 8:8-1412-3-2:2(5) при вариации только по двум входным переменным (рис. 8 и 9).

На рис. 8 и 9 отмечены некоторые факторы, определяющие особенности перерабатываемой рудной массы.

На примере контура медного цикла на Карагайлинской обогатительной фабрике, перерабатывающей медные руды месторождения Акбастау, доказано преимущество применения нейросетевого моделирования по сравнению с традици-

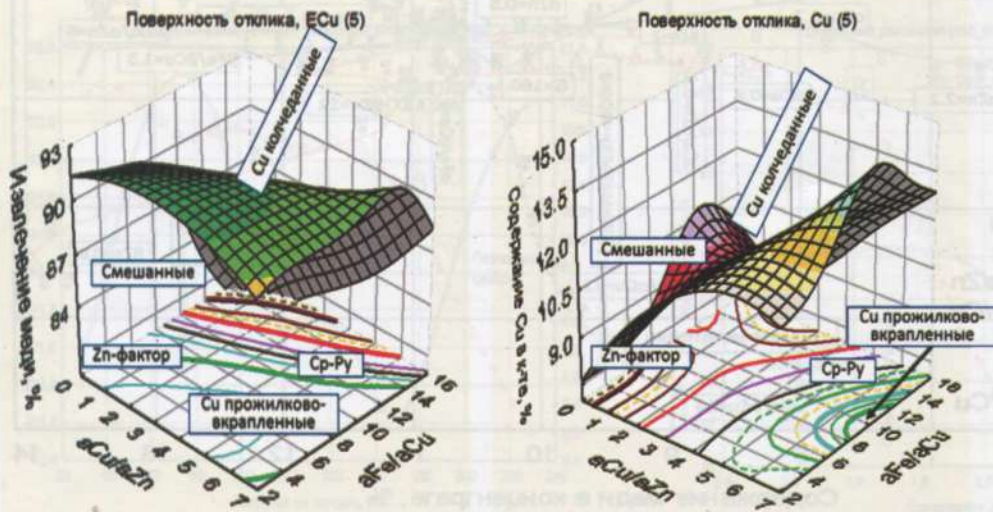


Рис. 9. Поверхности отклика технологических показателей на вариацию входных переменных aCu/aZn и aFe/aCu .



онно применяемой простейшей дескриптивной статистики для анализа технологических показателей. Сложность, нелинейность и многофакторность флотационного объекта обосновывают построение математической модели на основе нейросетевых технологий. С помощью нейросетевой модели определены функциональные взаимосвязи между па-

раметрами в цикле медной флотации. Выявлены отрицательные факторы, влияющие на результаты флотационного процесса. Сделана сравнительная количественная оценка факторов перерабатываемой шихты на технологические показатели и обоснована необходимость совершенствования технологии, действующей на фабрике.

Библиографический список

1. Переверзев-Орлов В.С. Советчик специалиста. Опыт разработки партнерской системы // М.: Наука. 1990.- 133 с.
2. Горбань А.Н., Дудин-Барковский В.Л., Курдин А.Н. и др. Нейроинформатика. Новосибирск: Наука. Сибирское предприятие РАН, 1998, -296 с.
3. Боровиков В. П. Statistica. Искусство анализа данных на компьютере. СПб.: Изд-во Питер. 2003 г. 2-ое изд.. 688 с.
4. Машевский Г.Н., Кокорин А.М. Разработка научных основ совершенствования технологии и создания алгоритмической базы для компьютерного управления флотацией руд месторождения «Эрдэнэтийн Овоо» с целью улучшения рентабельности производства / Новые решения в технике, технологии добычи, переработки руды на СП «Эрдэнэт». (Сборник докладов расширенного заседания Научно-технического совета СП «Эрдэнэт» 18-19 июня 1998 г.). Типография Компании «Эрдэнэт концерн», ноябрь 1998 г. С. 87-101.
5. Абрамов А.А., Леонов С.Б., Сорокин М.М. Химия флотационных систем, – М.: Недра, 1982. – 312 с.

УДК 551.244

© Воробьев А.Е., Нифадьев В.И., Усманов С.Ф. 2017 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ ПОВЕДЕНИЯ ОПОЛЗНЕЙ НА ОСНОВЕ ПРОГРАММНОГО КОМПЛЕКСА LANDSLIDE MODELLER

Воробьев А.Е., профессор, доктор технических наук ИПК ТЭК Минэнерго РФ; Нифадьев В.И., академик НАН КР, ректор, доктор технических наук; Усманов С.Ф., профессор кафедры «Физические процессы горного производства», доктор технических наук, доцент КРСУ Я (Кыргызстан).

Tabiiy va texnogen xarakterli favqulotdagi holatga kiruvchi yog'ingarchilik va o'pirilish havfi va masshtabi keltirilgan. Bugungi kunda Kirg'iziston Respublikasida 5000 mingdan ortiq o'pirilish havfi bo'lgan uchastkalar bo'lib ularda o'pirilish havfi tabiiy qoyalarda va kar'ernardagi kon-texnologik pog'onalarda yuzaga keladi. Kirg'iziston sharoitida pog'ona va tabiiy qoya turg'unliklarining yo'qotilishining asosiy sabablari keltirilgan. Deformatsion zuriqishning miqdorli modellashtirish orqali kon massivi turg'unligini baholashning metodikasi ishlab chiqilgan. O'pirilishning amaliy echimini aniqlash maqsadida programmalashtirilgan Landslidet Modelle modeli ishlab chiqilgan. Kar'er borti yuzasidagi o'pirilish jarayonlari modellashtirilgan natijalari keltirilgan. O'pirilish harakati modellashtirish metodikasi va uning programmalashtirilgan modeli ishlab chiqilgan bo'lib nafaqat qoya turg'unligi va uning hajmi, tarqalish masofasini aniqlash metodikasi ishlab chiqilgan.

Tayanch iboralar: o'pirilish, modellashtirish, programmalashtirilgan kompleks, metodika.

The threat of an increase in the number and scale of emergency situations of natural and man-made nature is noted, among which mudflows and landslides are of particular importance. To date, over 5,000 landslide areas have been identified on the territory of the Kyrgyz Republic. At the same time landslides occur both on natural slopes and on mountain-technological slopes of quarries. The main causes of loss of slopes stability in the conditions of Kyrgyzstan are revealed. A methodology is developed for assessing the stability of a mountain massif on the basis of a numerical simulation of a stress-strain state. For the practical solution of the problem of modeling the landslide process, the LandslideModeller software complex was developed. The result of modeling a landslide on the slopes of the side of the quarry is presented. The developed method of modeling the landslide motion and software allows us to assess not only the stability of the mountain slope, but also its volume and propagation distance.

Key words: landslides, modeling, software complex, methods.

В настоящее время существует угроза увеличения числа и масштабов чрезвычайных ситуаций природного и техногенного характера. Следует отметить недостаточную эффективность средств и методов реагирования, а также предупреждения различных чрезвычайных ситуаций, среди которых особое значение имеют сели и оползни.

На сегодняшний день на территории Кыргызской Республики выявлено свыше 5000 оползнеопасных участков. Оползни возникают как на природных склонах, так и на горно-технологических откосах карьеров. В республике разрабатывается несколько месторождений открытым способом. Среди них крупное золоторудное месторождение Кумтор. Обеспечение устойчивости бортов карьеров, отвалов и дамб является важнейшей задачей. Кроме этого необходимо обеспечивать устойчивость горных каньонов и плотин гидроэлектростанций. Актуальным является прогнозирование устойчивости искусственно созданных откосов на высокогорных автодорогах страны.

При неблагоприятном сочетании разнообразных факторов, массив горных пород ограниченный откосом или склоном, может перейти в неравновесное состояние и потерять устойчивость.

Основными причинами потери устойчивости откосов и склонов в условиях Кыргызстана являются:

- устройство недопустимо крутого откоса или подрезка склона, находящегося в состоянии, близком к предельному;

- увеличение внешней нагрузки (возведение сооружений, складирование материалов на откосе или вблизи его бровки);

- изменение внутренних сил (увеличение удельного веса грунта при возрастании его влажности или, напротив, влияние взвешивающего давления воды на грунты);

- неправильное назначение расчетных характеристик прочности грунта или снижение его сопротивления сдвигу за счет, например, повышения влажности;

- проявление гидродинамического давления, сейсмических сил, различного рода динамических воздействий (движение транспорта, забивка свай и т.п.);

- буровзрывные работы на карьерах вблизи критического откоса.

Так, произошедший 12 августа 2015 г. оползень на откосе по дороге Бишкек-Балыкчи (рис. 1) принес значительный экономический ущерб. По сча-



Рис. 1. Оползень на дороге «Бишкек – Балыкчи» (Кыргызстан).

стливой случайности обошлось без человеческих жертв на одной из самых загруженных трасс республики, связывающей две области со столицей.

В селе Алмалык Ошской области 13 сентября 2015 г. примерно в 21⁰⁰ h был зафиксирован сход оползня. Длина участка смещения около 800 м, расстояние от стенки отрыва до подошвы оползня около 200 м, средняя мощность около 15 м. Языковая часть оползня перекрыла русло безымянного селеносного сая, тем самым создавая дополнительную угрозу затопления приусадебных участков и жилых домов при прохождении селевых потоков.

В настоящее время прогнозу оползневых явлений уделяется большое внимание. Вместе с тем, ещё недостаточно изучена особенность механизма оползневых явлений в условиях высокогорья, слабо развиты методы и средства прогнозирования на основе спутникового и полевого мониторинга.

В Кыргызско-Российском Славянском университете разрабатывается методика оценки устойчивости



Рис. 2. Оползень у села Алмалык (Кыргызстан).



горного массива на основе численного моделирования напряженно-деформированного состояния. Моделирование выполняется на основе метода конечных элементов. Расчет ведётся на многопроцессорном вычислительном кластере (суперкомпьютер). Использование такого компьютера позволяет решать пространственные и динамические задачи.

Для решения задачи моделирования оползневой процесса разработан программный комплекс *Landslide Modeller*. Он предназначен для численного моделирования оползней и обрушений с использованием пространственно-дискретизированных уравнений структурной динамики. С целью достоверного прогноза подвижек оползней, проводилось тестирование вычислительных алгоритмов, заложенных в программу *Landslide Modeller*, на основе известных численных решений существующих математических моделей оползневых процессов.

В настоящее время для расчета скоростей и амплитуд смещений применяются следующие основные группы математических моделей [1-3], базирующиеся на различных подходах к механизмам зарождения и развития оползней:

- модели на основе вязкопластической среды;
- гидравлические модели;
- модели на основе гранулированных сред.

Мелкие грязевые оползни могут быть описаны в рамках моделей первой группы. В моделях второй группы используются усложненные уравнения, учитывающие сухое трение между отдельными слоями и трение между телом оползня и его подошвой. Общее между моделями этой группы является то, что оползневый поток представляет собой жидкость с неньютоновыми свойствами. Подобные модели достаточно точно описывают насыщенные глиной или грязью потоки, где частицы хорошо сцеплены и их столкновение непосредственно между собой затруднено. Модели на основе теории гранулированных сред [4-6] основаны на предположении, что оползневый поток состоит из отдельных частиц (гранул) различного размера.

Гранулированная среда представляет собой совокупность дискретных частиц, и должна удовлетворять следующим требованиям:

- количество частиц достаточно большое для образования потока;
- высокая концентрация частиц обеспечивает их частые столкновения.

Столкновение частиц на все время их взаимодействия представляется как затухающая пружинно-массовая система с трением, направленным по касательной к точке соприкосновения частиц. Движение каждой из составляющей оползень частиц описывается линейным дифференциальным уравнением второго порядка с учетом контактного взаимодействия с другими частицами и внешних массовых сил. Эффективный коэффициент трения представляет собой возрастающую функцию, зависящую от скорости сдвига, а ма-

териал, который находится в начале движения наверху оползня, остается там же и в оползневых отложениях. В натуральных условиях это справедливо для крупных фрагментов, которые находились на поверхности оползня в начале движения.

Более сложные модели на основе гранулированных сред учитывают взаимодействие частиц между собой в зависимости от того, какие силы - вязкие или взаимных столкновений - оказывают большее воздействие на динамику потока.

Было проведено моделирование движения оползня как потока частиц по наклонной поверхности. В начальный момент движения оползня считается, что смещающаяся часть грунтового массива расщепляется в поток частиц, распространяющихся по склону. Взаимодействие с воздухом на боковых границах пренебрежимо мало. Движение потока подвержено действию силы тяжести. Предполагается, что нет внешних притоков массы. Движение оползня описывается с помощью системы уравнений Навье - Стокса и закона сохранения массы [7-8]:

$$\begin{cases} \frac{Du}{Dt} + \frac{1}{\rho} \frac{\partial P}{\partial x} = \mu \nabla^2 \vec{u}, \\ \frac{Dv}{Dt} + \frac{1}{\rho} \frac{\partial P}{\partial y} = \mu \nabla^2 \vec{u}, \\ \frac{Dw}{Dt} + \frac{1}{\rho} \frac{\partial P}{\partial z} = \mu \nabla^2 \vec{u} + g, \\ \frac{D\rho}{Dt} = 0, \end{cases} \quad (1)$$

где x, y, z - декартовы координаты; u, v, w - составляющие вектора скорости; t - время; P - плотность потока; P - давление; μ - коэффициент вязкости; g - ускорение свободного падения.

При использовании метода частиц основные уравнения движения трансформируются в уравнения для взаимодействующих частиц. Предполагается, что все взаимодействия между частицами ограничены конечным объемом r_c , и вне данного радиуса частицы не взаимодействуют. В таком случае, вычислительная сложность пересчета значений неизвестной функции на каждом временном шаге равна $O(NM)$, где N - общее число частиц, M - число взаимодействующих частиц. Неизвестная функция представляется в виде конечной суммы δ - функций Дирака:

$$\phi(\vec{x}) = \sum_i^M m_i \frac{\rho_i}{\rho} \delta(\vec{x} - \vec{x}_i), \quad (2)$$

где m_i, ρ_i, \vec{x}_i - масса, плотность и положение частицы i соответственно.

В соответствии с уравнением (2) плотность потока вычисляется следующим образом:

$$\rho(\vec{x}) = \sum_i^M m_i \delta(\vec{x} - \vec{x}_i). \quad (3)$$

Давление потока вычисляется с помощью уравнения состояния:

$$P = P_0 + k(\rho - \rho_0), \quad (4)$$

где P_0 , ρ_0 – давление и плотность покоящегося потока.

Чтобы просчитать уравнения сохранения импульса, необходимо выразить оператор градиента и лапласиан, которые используются для вычисления сил давления и вязкости, действующих на частицы. Тогда составляющие за счет силы давления и вязкости вычисляются следующим образом:

$$F_i^{press} = \sum_i^M m_i \frac{P_i + P_j}{2\rho_i} \nabla \delta_{press}(\vec{r}_i - \vec{r}_j), \quad (5)$$

$$F_i^{vis} = \mu \sum_i^M m_i \frac{u_i - u_j}{\rho_i} \nabla \delta_{vis}(\vec{r}_i - \vec{r}_j), \quad (6)$$

где \vec{r}_i , \vec{r}_j положения взаимодействующих частиц i и j соответственно.

Весовые функции для давления, вязкости и других членов вычисляются следующим образом:

$$\nabla \delta_{press}(\vec{r}) = \frac{45}{\pi r_e^6} (r_e - |\vec{r}|)^3 \frac{\vec{r}}{|\vec{r}|}, \quad (7)$$

$$\nabla \delta_{vis}(\vec{r}) = \frac{45}{\pi r_e^6} (r_e - |\vec{r}|), \quad (8)$$

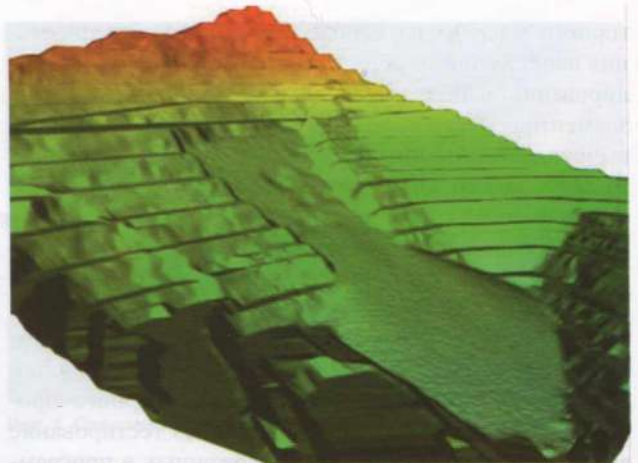


Рис. 4. Моделирование обрушения участка борта карьера.

$$\delta(\vec{r}) = \frac{345}{64\pi r_e^9} (r_e^2 - |\vec{r}|^2)^3. \quad (9)$$

Значения функций вне радиуса взаимодействия r_e равны 0. Для реализации граничных условий использовались неподвижные граничные частицы. Считается, что частицы рассматриваемого потока находятся на расстоянии d от граничных частиц. Если при расчете частица i подходит к границе бли-

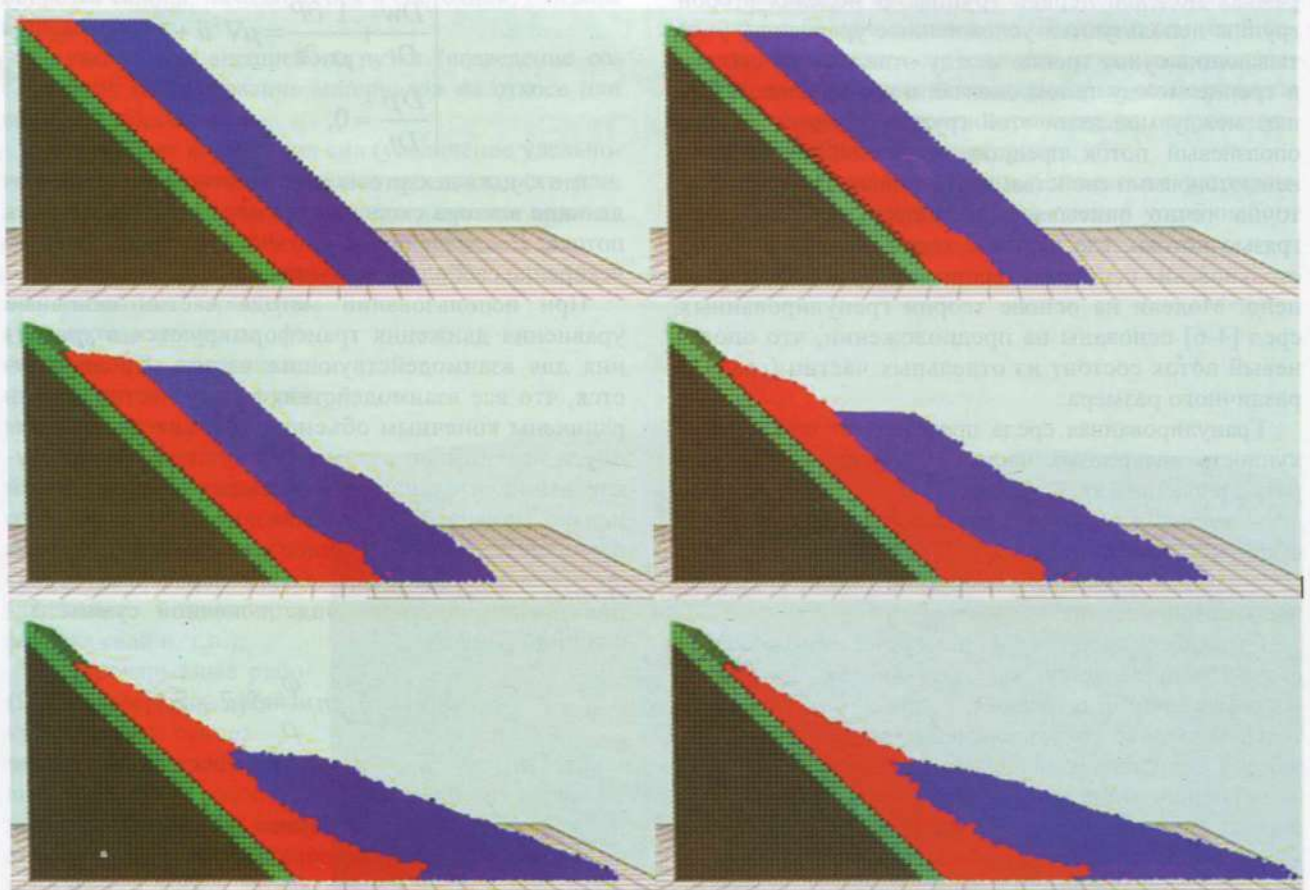


Рис. 3. Моделирование движения оползня методом частиц.



же чем на расстояние d , то со стороны граничной частицы на неё действует сила давления в направлении $\vec{n}(\vec{r}_i)$. В таком случае, сила давления вычисляется следующим образом:

$$F_i^{press} = m_i \frac{\Delta \vec{x}_i}{dt^2} = m_i \frac{(d - |\vec{r}_{iw}|) \vec{n}(\vec{r}_i)}{dt^2}, \quad (10)$$

где $|\vec{r}_{iw}|$ - расстояние от частицы i до граничной частицы.

Данный метод не требует гладкости решения и позволяет использовать для моделирования неравномерную пространственную сетку. На каждой временной итерации выполняется последовательность из следующих шагов:

- определение радиуса взаимодействия r_e для каждой частицы;
- вычисление плотности потока и скоростей частиц;
- перерасчет положения частиц по схеме Эйлера.

Алгоритм был реализован в программное обеспечение, и на его основе проведено математическое моделирование движения оползневых потоков на трехмерной дискретной модели (рис. 3). Вертикальная секция грунта представлена в виде набора элементов, отражающая характерный вид оползня. Передняя плоскость оползня наклонена под углом 45° к горизонту, размер гранул составляет $0,5 \text{ м}$. Максимальные горизонтальные сдвиги возникают в

правой нижней части передней плоскости оползня на всех стадиях его развития.

Максимальные вертикальные сдвиги наблюдаются в верхней части модели.

Компоненты смещения грунта меняют свои относительные значения по мере развития оползня. Горизонтальные смещения превышают вертикальные сдвиги в начальных стадиях активизации оползня, однако после того как произошла активизация оползня, вертикальные смещения доминируют над горизонтальными смещениями.

На рис. 4 представлен результат моделирования оползня на откосах борта карьера. В результате моделирования, можно оценить, как распространяется горная масса на участке карьера и последствия обрушения. На практике подобное моделирование помогает спрогнозировать контролируемое обрушение.

Таким образом, разработанная методика моделирования движения оползня и программное обеспечение позволяют оценить не только устойчивость горного склона, но и его объём, и расстояние распространения. Трёхмерное моделирование максимально приближено к реальному динамическому геомеханическому процессу. Современные технические и программные средства позволяют оценить опасность обрушений склонов в сложных условиях высокогорья Кыргызской Республики.

Библиографический список

1. Григорян С.С., Нилов Н.Н., и др. Математическое моделирование горных обвалов и оползней больших объемов. Инженерная геология, 1983, № 6.
2. Емельянова Е.Д. Основные закономерности оползневого процесса. - М.: Недра, 1972.
3. Дранников А.М. Оползни. Типы, причины образования, меры борьбы. Киев, 1956.
4. Campbell C.S. Rapid granular flows. Annu. Rev. Flu Mech. 1990. V. 22. P. 57-92.
5. Jaeger H.M., Nagel S.R., Behringer R.P. The physics of Granular materials. Physics Today. 1996. V. 1.
6. Savage S.B., Hutter K. The motion of a finite mass of granular material down a rough incline. J. Fluid Mech. 1999, 177-215.
7. Богомолов С.В., Захаров Е.В., Зеркаль С.В. Математическое моделирование движения оползня-потока методом частиц. МДОЗМФ-001. - Херсон, 2001.
8. Harada, T., Koshizuka, S. and Kawaguchi, Y. Smoothed Particle Hydrodynamics on GPUs. In Proceedings of Computer Graphics International (June 2007, Petropolis Brazil).

ПОЛУЧЕНИЕ ВОДОУГОЛЬНОЙ СУСПЕНЗИИ ИЗ УГЛЕВОДОРОДНЫХ ФРАКЦИЙ НА ОСНОВЕ ОТХОДОВ УГЛЕДОБЫВАЮЩЕЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Ибрагимов Н.И., доцент кафедры «Экология и промышленная безопасность», ТашГТУ; Шамансуров С.С., доцент, заведующий кафедрой «Экология и промышленная безопасность», ТашГТУ; Петросова Л.И., доцент кафедры «Экология и промышленная безопасность», ТашГТУ.

Ushbu maqolada Angren ko'mir konida yarim xom-ashyo ko'rinishida hosil bo'layotgan ko'mir kukuni chiqindisining granulometrik tarkibi va xossalariining ilmiy izlanishlari keltirilgan. Ko'mir kukunining asosiy tasnifi va tarkibi o'rganilgan. Texnologik parametrlari, xamda sochmazichligi, namlik va ko'mir kukunining yonuvchanlik tarkibi o'rganilgan. Ko'mir yoqilg'isining kulligini kamaytirish boyicha takliflar keltirilgan. Ko'mir qazish ishlarida Angren ko'mir razrezi misolida ko'mir kukunini qazib olish umumiy qazib olishning 35% tashkil etadi. Hosil bo'lgan ko'mir kukunining mazut bilan aralashmasi yoqilg'i sifatida IESda ishlatilishi asoslangan.

Tayanch iboralar: *suvi ko'mir suspenziyasi, sochma zichlik, fraksiya, granulometrik tarkib, ishlab chiqarish chiqindilari, ekologiya, suvko'mir yoqilg'isi, chiqindilarni yo'qotish, biosfera, quritish, mazut, gazafikator, konverter, issiqlik agregati, turboprovod, isitish qazoni, ko'mir pechi.*

The article presents the results of studies on the granulometric composition and properties of coal fines formed as semi-raw materials on the Angren coal mine. The characteristics and composition of the initial drilling coal are given. Technological parameters such as bulk density, humidity and ash content of coal fines have been studied. Recommendations are given to reduce the ash content of fuel. On the Angren coal mine, brown coal produces 35% of coal minerals from total production. The production of a coal-water slurry from a fraction of coal fines as fuel can replace the fuel oil used at ThPS (Thermal Power Station).

Key words: *coal-water slurry, loose density, faction, granulometric composition, waste product, ecology, coal-water slurry fuel, (CWSF) elimination of waste, biosphere, draining, masout, gasificator, convertor, heat-generating unit, pipeline, boilers, carbon-furnace.*

Проблема охраны окружающей среды является комплексной проблемой и имеет глобальный характер. Дальнейшее развитие человечества невозможно без комплексного учета социальных, экологических, технических, экономических, правовых и международных аспектов проблемы применительно не только к конкретному производственному циклу, но и в масштабах регионов, стран и всего мира.

Продолжающиеся загрязнения природной среды твердыми, жидкими и газообразными отходами производства, вызывающими деградацию окружающей среды в последнее время остаются острой экологической проблемой, имеющей приоритетное социальное и экономическое значение.

Несмотря на давность и большое количество исследований в области экологически чистого производства, проблема утилизации и переработки промышленных отходов остается актуальной до сих пор. Поэтому, появилась технологическая и экологически обоснованная необходимость в разработке и внедрении новых прогрессивных и безопасных методов решения проблемы избавления биосферы от опасности ее загрязнения отходами производства и потребления.

В настоящее время на Ангренском угольном разрезе при добыче бурого угля образуется 35% угольной мелочи от общего объема добычи. В качестве топлива ее трудно использовать в связи с проблемами

транспортирования. Полученная из фракции угольной мелочи водоугольная суспензия может заменить применяемый в качестве топлива на ТЭЦ мазут, так как водоугольная суспензия является транспортабельной и при транспортировке не загрязняет окружающую среду. Кроме того большой интерес к водоугольным топливным суспензиям обусловлен возможностью решить вопросы связывания серы при сжигании сернистых топлив и уменьшения образования окислов азота, что не только даст экономическую выгоду, но и улучшит экологию окружающей среды.

Водоугольное топливо (ВУТ) представляет собой продукт преобразования смеси тонкоразмолотого угля и воды в пропорциях, обеспечивающих сохранение образующейся композиции без ее разделения в течение достаточно длительного времени. В зависимости от качества угля (его вида и марки) и условий приготовления ВУТ, его стабильность обеспечивают также с помощью введения в композицию небольшого количества специальных стабилизаторов (присадок) [1]. Главные достоинства ВУТ — возможность его транспортирования по трубопроводам практически на любые расстояния и прямое сжигание в топках без предварительного обезвоживания распылом через форсуночные устройства. Подобное топливо может быть эффективно использовано в качестве заменителя жидкого нефтяного топлива (мазута).



По физико-химической природе ВУТ – это не механическая смесь угля с водой, а коллоидно-дисперсная топливная система, в которой по существу нет исходного угля и нет балластных компонентов. Все компоненты топлива активны; являются участниками процесса преобразования химического энергетического топлива в топочном объеме котлов и печей. В процессе производства ВУТ, в основе которого лежит механохимическая активация его начальных компонентов, по существу практически полностью разрушается структура угля как природной «горной» массы. Уголь как бы распадается на отдельные органические и минеральные компоненты с химически активной поверхностью образующихся частиц твердой фазы создаваемого топлива.

При производстве ВУТ исходная вода с ассоциированной структурой также претерпевает превращения, в результате чего образуется химически активная дисперсионная среда топлива, насыщенная компонентами катионного и анионного вида. Элементный состав топлива ВУТ включает как органические, так и неорганические (минеральные) элементы, каждый из которых играет определенную роль в формировании его физико-механических и теплотехнических свойств.

ВУТ производится из бурых и каменных углей любых марок и любой зольности и может быть использовано в топочных устройствах, газификаторах и конвертерах различных типов. В процессе производства ВУТ может быть деминерализовано со снижением его зольности до 0,5 - 1,5%. Состав и свойства ВУТ обеспечивают сохранность окружающей среды почвы, водного и воздушного бассейнов. Технологии производства ВУТ налажены в России в промышленных масштабах, являются дешевыми, мало капиталоемкими, экологически чистыми, безотходными, взрыво- и пожаробезопасными.

Характеристики и свойства водоугольных топлив должны отвечать требованиям гидротранспортирования (приемлемая текучесть), прямого сжигания (устойчивое горение без подсветки высокорекрационными топливами) и длительного хранения (стабильность свойств).

Проведено изучение состава и свойства угольной мелочи, образующейся на Ангренском угольном разрезе для получения водоугольной суспензии [2].

Характеристика и состав Ангренского бурого угля марки В10 следующие: содержание влаги (W), % - 18 – 55 W^t ; зольность (A^t), % - 20 – 22; содержание серы (S^t), % - 1,5 – 2,0; состав органической части, % (углерод – С - 67 – 78, водород – Н - 5,0 – 5,5; кислород + азот – О+Н - 17,0 – 28,0); теплота сгорания (Q^t), газификация угля водяным паром с катализатором и без него MJ/kg – 25,9 – 31,6.

Для определения технологических параметров (насыпной плотности, горючего состава, влаги и зольности) угольной мелочи использовали существующие методики (ГОСТ 11022-95, ГОСТ 27314-91,

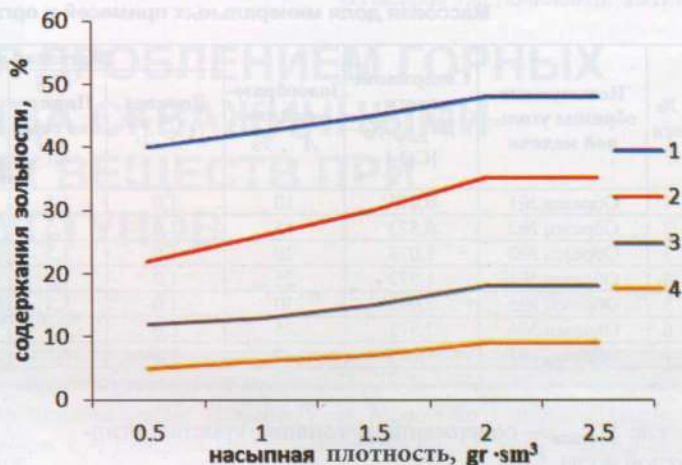


Рис. 1. Зависимость насыпной плотности угольной мелочи от его зольности при различных размерах частиц: 1 – частицы 4 – 6 мм; 2 – частицы 1,5 – 5 мм; 3 – частицы 0,5 – 1,5 мм; 4 – частицы 0,1 – 0,5.

ГОСТ 2093-82). Насыпная плотность подсушенного и размолотого топлива (топливной пыли) зависит от меньшего числа факторов и при измерениях дает относительно хорошо воспроизводимые значения. С приемлемой точностью ее можно найти также расчетным путем. Ниже приведена формула для определения насыпной плотности. Она связывает действительную плотность d_H топлива с размерами его частиц, выраженными через специфический показатель R_{90} – полный остаток пыли на сите № 90 (с размером ячейки 90 mkm).

$$d_H = 0,35d_r^d + 0,004R_{90}$$

Экспериментально насыпную плотность топлива определяют заполнением топливом емкости известного объема. Мерную емкость выбирают с учетом размера кусков (частиц) контролируемого топлива. Топливо при подготовке к данному замеру не подвергают измельчению и подсушке, так как изменение размеров кусков и влажности существенно влияет на насыпную плотность (рис. 1).

Как видно из графика исследования влияния насыпной плотности на золообразование показали, что с увеличением насыпной плотности повышается зольность угольной мелочи.

Горение – процесс химического взаимодействия угольной мелочи (твердого топлива) с окислителем, приводящий к интенсивному саморазогреву реакционной системы вследствие большого экзотермического эффекта протекающих в нем реакций. Окислителем при горении топлива служит кислород. Массовую долю минеральных примесей в топливе (угольной мелочи) до его сжигания – M^d можно приблизительно найти по массе золы A^d , полученной после сжигания с учетом изменения массы минеральных компонентов в ходе реакций.

Нами рассчитана массовая доля минеральных примесей содержащихся в угольной мелочи согласно ниже приведенной формуле:

$$M^d = A^d + W_{зудр}^d T + [CO_2]_x^d + 0,625S_n^d - 2,5(S_A^d - S_{сдм}^d)$$

Таблица 1

Массовая доля минеральных примесей и органической части в угольной мелочи

№ п/п	Испытуемые образцы угольной мелочи	Содержание влаги $W_{гидр}^d$ % [CO ₂]	Зоолообразование A^d , %	Массовая доля минеральных примесей - M^d , %						
				Диоксид [CO ₂] _K ^d	Пиритная сера, S_{II}^d	Сульфатная сера S_n^d	Сульфатная сера $S_{сфт}^d$ (цех)	Оксид железа,	Сумма массовой доли минеральных примесей, ΣM^d	Органическая часть, % 100- M^d
1	Образец №1	0,073	10	1,0	1,5	1,0	1,5	2,5	12,0	88,0
2	Образец №2	0,573	15	1,0	1,5	1,0	1,5	2,5	17,3	82,7
3	Образец №3	1,073	20	1,0	1,5	1,0	1,5	2,5	22,8	77,2
4	Образец №4	1,573	25	1,0	1,5	1,0	1,5	2,5	28,3	71,7
5	Образец №5	2,073	30	1,0	1,5	1,0	1,5	2,5	33,8	66,2
6	Образец №6	2,573	35	1,0	1,5	1,0	1,5	2,5	39,3	60,7
7	Образец №7	3,073	40	1,0	1,5	1,0	1,5	2,5	44,8	55,2

где $W_{гидр}^d$ – содержание в топливе кристаллогидратной воды, %;
 $W_{гидр}^d = 0,1 \{ A^d - [Fe_2O_3]^d - 1,27[CO_2]_K^d - 2,5(S_A^d - S_{сфт}^d) - 4,25 - S_{сфт}^d \} = (18\%)$
 $[CO_2]_K^d$ – массовая доля диоксида, образующегося при разложении карбонатов, %;
 S_{II}^d – массовая доля в топливе пиритной серы, % (1,5 %);
 $S_A^d - S_{сфт}^d$ – содержание сульфатной серы соответственно в исходном топливе и полученной золе, %;
 $[Fe_2O_3]^d$ – содержание оксида железа, %;
 A^d – количество остатков золы в топливе, %.

Для этого, в первую очередь определяли количество золы в топливе заранее взвешенных образцах на аналитических весах в количестве 50 gr. и обработанной в муфельной печи при температуре выше 800 °С. Результаты проведенных исследований приведена в табл. 1.

Исследован горючий состав, и зоолообразование угольной мелочи в зависимости от содержания минеральной части и влаги в топливе. Установлено, что с увеличением содержания минеральной части и влаги в топливе увеличивается зоолообразование [3].

Также были исследованы влажность угольной мелочи (топлива) и ее влияние на процесс горения. Результаты исследований приведены в табл. 2.

Содержание влаги в топливе, $W\%$ и воспламенение её при высоких температурах (500-600°С) приведено в табл. 2. Как видно из таблицы влага имеющаяся в топливе сильно влияет на процесс горения в топках и котлоагрегатах.

Холодные погодные условия влияют на транспортировку топлива, ухудшая его технологические параметры. Кроме того с увеличением влаги в топливе уменьшается теплота его сгорания.

Таким образом, проведенные исследования по получению водоугольной суспензии и изучение её физико-химических свойств, показывает, что в перспективе возможно более широкое использование угольной мелочи для производства водоугольных топлив, с целью получения горючего газа метана – CH₄ способом газификации в специальных теплоагрегатах.

Таблица 2

№ п/п	Наименование влаги в топливе	Содержание влаги в топливе, $W\%$	Процесс горения горючей части топлива (время воспламенения)
1	Образец №1: топливо, содержащее гидратную воду – $W_{гидрат}$	3,073 (расчетная)	Начало горения или воспламенения через 5 min.
2	Образец №2: топливо, содержащее влагу – $W_{сфт}$ близко к рабочей влажности	25,0	Начало горения или воспламенения через 15 min.
3	Образец №3: топливо, содержащее влагу смерзания – $W_{см}$	30,0	Начало горения или воспламенения через 30 min..
4	Образец №4: топливо, содержащее гигроскопичную влагу – $W_{свт}$	26,0	Начало горения или воспламенения через 10 min.

Библиографический список

1. Белосельский Б.С. *Технология топлива и энергетических масел: учебник для вузов.* – М.: Издательство МЭИ, 2003. – 340 с.
2. Эшметов И.Д., Жумаева Д.Ж., Гумаров Р.Х., Азамходжаев А.А. *Реологические свойства водоугольно-топливных суспензий, полученных на основе бурых Ангренских углей.* *Узбекский химический журнал.* – Т., 2012. – №1. – с. 31-34.
3. Носирова С.Ш., Ибрагимов Н.И. *"Кумир санати қаттиқ чиқиндиларини қайта ишлаш муаммолари". «Фан ва техника тараққиётида интелектуал ёшларнинг ўрни» Республика илмий анжумани маърузалар тўғриси,* 1 қисм. Т. 2015., 281 б.

ПРОБЛЕМА УПРАВЛЕНИЯ ДРОБЛЕНИЕМ ГОРНЫХ ПОРОД ЭНЕРГИЕЙ ВЗРЫВА СКВАЖИННЫМИ ЗАРЯДАМИ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ ПРИ ВЗРЫВАНИИ ВЫСОКИХ УСТУПОВ

Насиров У.Ф., декан факультета «Геология и горное дело», докт. техн. наук ТашГУ им. И. Каримова; Очиллов Ш., старший научный сотрудник соискатель кафедры «Горное дело» ТашГУ им. И. Каримова.

Maqolada turli hil konstruksiya skvajinali zaryadlarning energiyasini boshqarish orqali kon jinlarining maydalanish muammolari keltirilgan. Bunda to'gridan to'g'ri va qarama qarshi yo'naltirilgan, hamda ko'p nuqtali skvajinali zaryadlarning konstruksiyasi ko'rib chiqilgan. Portlatilgan kon jinlarining granulometrik analizi shuni ko'rsatadiki, taklif qilingan usullarda maydalangan kon jinsi +400 mm tashkil etib traditsion usullar bo'yicha portlatishdan 1,4 marta kam harajat bo'lib, kon jinsi +800 mm tashkil qiladi, kon jinlari esa traditsion usulda 4 marotoba kamayganini ko'rsatadi.

Tayanch iboralar: boshqarish muammolari, kon jinsini maydalash, skvajinali zaryad, portlatish moddalari, zaryad konstruksiyasi, usul, zaryad konstruksiyasini shakillantirish, foydali ish koeffitsienti, portlatish energiyasi, kon jinsini maydalash, havo oraligi, bikir zaryad, kon massasi, noulcham kon jinsining paydo bo'lishi, ko'p nuqtali initsiatsiyalash, zaboyka, maydalash quvvati, yuqori bosim, portlatish ta'siri vaqti, intensiv maydalash, portlanishning yaqin maydoni.

Control problems of crushing rocks by energy of explosion by well charges of explosives various designs are given in the article. The designs of well charges by air gaps, direct and counter, as well as multi-point initiation of borehole charges are considered. Analysis of the granulometric composition of the blasted rock mass showed that the yield of fractions up to 400 mm with these initiation methods increased by an average of 1.4 times in comparison with the conventional blasting method. And at initiation with the help of threads DSH - in 1,2 times; The output of fractions more than 800 mm with the proposed method of initiation decreased more than 4-fold.

Key words: control problems, crushing rock, well charges, explosives, charge design, method, charge generation design, coefficient of efficiency, explosion energy, rock breaking, air gap, continuous charge, mined rock, boulder frequency. Multi-point initiation, bordering, crushing energy, peak pressure, duration of the explosion, crushing intensity, near blast zone.

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

За последние годы, благодаря пристальному вниманию ученых, инженеров и практиков взрывного дела к проблемам изучения физических основ действия промышленных взрывов в горных породах, по улучшению технологии взрывания успешно решены многие сложные вопросы. Однако, несмотря на значительные успехи в области теории и практики взрывной подготовки горной массы, удельный расход взрывчатых веществ (ВВ) как основной показатель эффективности взрывных работ непрерывно возрастает.

Среди разнообразных методов взрывания, с помощью которых современная технология взрывных работ управляет степенью дробления горных пород можно выделить следующие три основных направления:

– первое направление связано с разработкой рациональных конструкций зарядов приведенных в работах

[1, 2], предназначенных для эффективного выполнения разрушения горных пород энергией взрыва скважинных зарядов ВВ на открытых разработках;

– второе направление основано на принципе энергетического соответствия между энергией, затрачиваемой на взрывное разрушение горных пород с различными физико-механическими свойствами и энергией сконцентрированной в единице заряда ВВ, приведенных в работах [3, 4], которое предполагает создание определенного класса ВВ с различной объемной концентрацией энергии и разнообразными детонационными параметрами;

– третье направление включает широкий круг работ, связанных с интегральными эффектами дробления массива горных пород и базируется на различных технологических приемах взрывания однородных зарядов ВВ. К этому направлению относятся работы по короткозамедленному взрыванию, взрыванию в зажатой среде, взрывание высоких уступов, взрывные работы с внутрискважинным замедлением и т.д.

Основной целью проводимых исследований по совершенствованию технологии взрывания на открытых горных работах является повышение качества

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

Другим важным элементом успешного развития буровзрывных работ (БВР) на карьерах при увеличении их глубины разработки является изменение параметров системы разработки с увеличением высоты взрываемого уступа до 40-60 м. Технология производства БВР в глубоко зажатой среде включает в себя бурение и взрывание зарядов в массиве горных пород на максимально возможную глубину для условий достижения качественного дробления, проработки подошвы уступа и обеспечения надежной экскавации взорванной горной массы.

Процесс разрушения трещиноватого массива горных пород неразрывно связан с деформацией и перемещением как отдельных блоков, так и определенных слоев, которые в процессе взаимодействия друг с другом испытывают частичное нерегулируемое дробление [6]. Процесс разрушения отдельностей при их соударении с учетом давления вышележащих пород, т.е. с учетом зажима рассмотренный в работе [7], показал, что силы сцепления в определенных условиях существенно изменяют механизм разрушения, который может происходить по принципу ударного изгиба даже при небольших перемещениях самих отдельностей. Решению проблемы разрушения высоких уступов во многом способствует использование эффекта объемного разупрочнения за счет сдвиговых деформаций [8], при котором осуществляется развитие многочисленных трещин, происходит увеличение пористости и объема пород. Для этих целей разрабо-

таны инженерные методы формирования сдвиговых деформаций путем одновременного взрывания зарядов ВВ, использования по колонке заряда ВВ различной мощности, создание в нижней части скважины котловой полости большего диаметра и т.д. [9].

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

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

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

В результате взрыва зарядов ВВ происходит дробление горной породы, а ее куски приобретают определенную скорость. При использовании короткозамедленного взрывания (КЗВ) и применении различных схем инициирования (клиновых, волновых, встречных и т. д.) процесс дробления происходит еще больше за счет разрушения разлетающихся кусков при их соударении [14]. Наиболее характерным для



процесса соударения летящих в воздухе кусков породы является их взаимодействие в одной точке (или по одной линии для случая плоскопараллельного движения). Как показано в работе [14] в зависимости от сочетания начальных скоростей число повторных соударений этих кусков может быть 2-3 и более, т.е. появляется дополнительная возможность разрушения кусков. Поскольку предел прочности пород при растяжении в случае многократного нагружения меньше их предела прочности при однократном нагружении.

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

Зависимость качества дробления пород от угла наклона скважин, основанная на экспериментальных данных авторов [16, 17], показывает, что наиболее существенно качество дробления горных пород возрастает при увеличении угла наклона до 15-20° к вертикали. При этом, несмотря на некоторое увеличение длины скважин, выход горной массы не только не снижается, а даже возрастает в результате увеличения

их полезного использования до 0,8-1,0 против 0,7 при использовании вертикальных скважин. Угол наклона скважин неразрывно связан с сеткой скважин и коэффициентом сближения. Отметим, что указанные параметры наиболее легко устанавливаются экспериментальным путем непосредственно на карьерах и, как правило, традиционно редко подвержены изменениям. Несмотря на это, этим вопросам уделяется достаточно большое внимание. Например, в работе авторов [18] была высказана идея о необходимости выбора величины коэффициента сближения в зависимости от отношения скоростей волн в направлении, перпендикулярном и параллельном линии уступа. Однако, более полные исследования авторов [15] показали, что оптимальное значение коэффициента сближения должно быть больше единицы, когда максимальная протяженность зоны дробления ориентирована параллельно линии откоса уступа. Если же зона дробления ориентирована так, что с направлением линии откоса совпадает малая ось зоны дробления, то оптимальным будет значение меньше единицы. И наконец, если оси зоны дробления ориентированы по отношению к линии откоса уступа под углом, близким 45°, оптимальным будет значение близким к единице.

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

Библиографический список

1. Мельников Н.В., Марченко Л.Н. Энергия взрыва и конструкция заряда. – Москва: Недра, 1964. – 138 с.
2. Марченко Л.Н. Увеличение эффективности взрыва при добычании полезных ископаемых. – Москва: Наука, 1965. – 286 с.
3. Демидюк Г.П. Удельные затраты энергии взрыва и эффективность её использования на дробление горных пород – В кн. Основные направления развития техники и технологии обогащения полезных ископаемых. – Л.: Механобр, 1983. – с. 105-110.
3. Дубнов Л.В., Колесниченко И.Т. Об энергетическом критерии эффективности ВВ и некоторых его следствиях. // Горный журнал, Москва, 1986. - №5. – с. 57-61.
4. Мосинец В.Н. Современное состояние и перспективы развития технологии и методов производства взрывных работ на карьерах. – М.: Взрывное дело, Недра, 1986. - №89/46. – с. 100-109.
5. Кутузов Б.Н., Крюков Г.М., Авдеев А.Ф. Модели разрушения отдельностей горных пород в зоне нерегулируемого дробления при взрыве зарядов ВВ. // Горный журнал, Москва, 1981. - №7. – с. 74-78.
6. Белин В.А. Механизм взрывного разрушения отдельностей трещиноватого массива с учетом сил зацепления. – М.: Взрывное дело, Недра, 1984. - №86/43. – с. 48-51.
7. Кучерявый Ф.И., Михалюк А.В. Использование дилатансии горных пород при взрывных работах // Горный журнал, Москва, 1984. - №12. – с. 1-7.
8. Кутузов Б.Н. Взрывное дело – М.: Недра, 1980. – 375 с.
9. Фугзан М.М., Шамонин В.А. Зависимость прочностных свойств и обогатимости руды от параметров взрывной нагрузки при отбойке железистых кварцитов. – ВТПРПИ: 1983. - №3. – с. 99-102.
10. Демидюк Г.П., Викторов С.Д., Фугзан М.М. Влияние взрывного нагружения на эффективность последующих этапов обогащения. – М.: Взрывное дело, Недра, 1986. - №89(46). - с. 116-121.
11. Разрушение горных пород энергией взрыва. – Киев: Под ред. Э.И. Ефремова, Наука думка, 1987. – 264 с.
12. Кучерявый Ф.И., Зуева Л.В., Кривцов Н.В. О механизме разрушения блочных массивов. // Горный журнал, 1983. - №6. – с. 58-63.
14. Кутузов Б.Н., Крюков Г.М., Пушкин Б.Я. Теория разрушения кусков породы при соударении во время разлета их в результате взрыва горных пород. М.: Взрывное дело, М.: Недра, 1984. - №86(43). – с. 39-48.
15. Релин Н.Я. Подготовка и экскавация вскрышных пород угольных разрезов. М.: Недра, 1978. – 256 с.
16. Турицев Ю.И., Зобнин В.И., Леонтьев В.П., Селиверстов А.И. Исследование влияния угла наклона взрывных скважин на деформирование массива горных пород // Известие вузов – Горный журнал, Москва, 1979. - №11. – с. 30-32.
17. Сорокин В.Т. Ширина развала отбитой взрывом горной массы // Горный журнал, Москва, 1981. - №11. – с. 88-90.
18. Гулскин Л.И., Коржасов П.Ф., Кожевников А.А. Буровзрывные работы на карьерах нерудной промышленности. – М.: Недра, 1978. – с. 88-90.

ФИЗИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА НАРУШЕННЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

Шарипов З.С., главный инженер карьера «Мурунтау», ГП НГМК; Райимов С.С., заместитель главного инженера карьера «Мурунтау» по горным работам, ГП НГМК.

Maqolada ochiq kon ishlarida buzilgan kon jinsining fizik xususiyatlarini aniqlashda uning mustahkamlik xususiyatlari o'rganilgan. Tadqiqotlar asosan kon jinsi massivlarini ovoq to'lqinlarini o'tkazish orqali bo'ylama va kundalang to'lqin tezliklarining o'zgarishi orqali aniqlangan. Bo'ylama va kundalang to'lqin tezliklarining o'zgarishi orqali bur-gilash va potlatish ishlarining asosiy parametrlari aniqlangan.

Tayanch iboralar: kon jinsi, fizik xususiyatlar, buzilgan va buzilmagan kon jinsi, buylama va kundalang to'lqin, bur-gilash portlatish parametrlari, portlatish energiyasi, portlatish orqali kon jinsini maydalash mexanizmi, tovush usuli, kon-geologik va kon-texnologik xususiyati, skvajinali zaryad, portlatish moddasi, maydalash, texnik-iqtisodiy ko'rsat-kichlar, granulometrik tarkib, pog'ona.

The physical properties of disturbed rocks are given in the article, by determining their strength properties in open pit mining. As the main research methodology, a method was adopted for sounding rock massifs by measuring the velocity of longitudinal and transverse elastic waves in an array. In addition to the propagation velocity of longitudinal and transverse waves, the parameters of drilling and blasting operations were also recorded in the course of investigations.

Key words: rock, physical aspects, disturbed and undisturbed rock, longitudinal and transverse waves, parameters of drilling and blasting operations, explosion energy, rock burst mechanism, transmission method, mining-geological and mining-technological properties, blast hole charge, explosives, crushing, technical and economic performance, coarseness of grading, highwall.

Повышение эффективности использования энергии взрыва в нарушенных горных породах имеет особое значение. Если для относительно монолитных горных пород достаточно разработан механизм их разрушения взрывом и методом управления его энергией, то для нарушенных горных пород такой механизм разрушения практически отсутствует. На практике дробление нарушенных горных пород прежде рассматривалось как элемент аварийной ситуации, когда в результате тех или иных обстоятельств, при некачественном первичном разрушении массива горных пород приходилось его перебуривать, повторно заряжать скважины или шпуры и взрывать их в иных условиях. Правильный выбор параметров буровзрывных работ и расход взрывчатых веществ (ВВ) при дроблении нарушенных горных пород позволяет улучшить технико-экономические показатели технологических процессов добычи полезных ископаемых.

Для этих технологических процессов характерно интенсивное развитие буровзрывных работ при постоянном усложнении горно-геологических условий. С увеличением глубины карьеров наблюдается постепенное снижение ширины рабочих площадок, повышение прочностных свойств горных пород и усложнение горно-геологических и горно-технологических условий.

Установлено, что при этом сужается область применения наиболее эффективного многорядного короткозамедленного взрыва скважинными зарядами большого диаметра. Требуется разработка принципов

ально новых технологических методов ведения буровзрывных работ с использованием скважин небольшого диаметра при ограниченной ширине рабочих площадок, чтобы сохранить многорядное короткозамедленное взрывание.

Известно, что для открытых горных работ перспективны поточная технология разработки скальных горных пород, эффективность которой зависит, прежде всего, от качества подготовки взорванной горной массы. Поэтому большое значение придается подготовке взорванной горной массы заданного гранулометрического состава, особенно в нарушенных горных породах, использование в которых общеизвестных методов управления энергией взрыва не дает надежных результатов. Решение выше перечисленных вопросов является актуальной задачей в горной промышленности Республики Узбекистан.

Как известно, к основным параметрам, характеризующим физические свойства горных пород, относятся: скорость продольных и поперечных волн, основные физические свойства массива, которые сохраняются в ненарушенных и нарушенных горных породах.

Авторами работ [1] по кернам был исследован характер изменения прочностных свойств горных пород на открытых горных работах. В качестве основной методики исследований был принят метод прозвучивания массивов горных пород, путем измерения скорости продольных и поперечных упругих волн в массиве разработанной авторами работ [2, 3]. По мимо скорости распространения продольных и



поперечных волн в процессе исследований фиксировались также параметры буровзрывных работ.

На открытых горных работах в процессе исследований упругих параметров ненарушенных и нарушенных горных пород пробуривали пять скважин по методике [3] до и после массового взрыва глубиной по 24 м каждая. Бурение скважин через раздробленный горный массив осуществлялись при помощи шарошечных буровых станков марки СБШ-250 МН, не вызывает каких-либо трудностей, а скорость бурения при этом на 50-60% выше, чем при бурении по ненарушенному массиву, что обусловлено снижением прочностных свойств горных пород вследствие развития трещин 2 и 3 классов.

Скорость продольных волн измеряли по следующей методике [1]: на глубинах скважин соответственно 3, 5, 9, 14, 17 и 22 м устанавливали сейсмоприемники в каждой из скважин, пробуренных по нарушенным горным породам; в скважине, пробуренной по ненарушенным массивам, подрывали заряд ВВ массой 200-400 г для возбуждения волны, которые зарегистрировали на шлейфном осциллографе по известной методике [4].

Обработка результатов промышленных экспериментальных исследований по определению физических свойств нарушенных массивов горных пород производилось по методикам изложенных в работах [5-7]. При этом необходимое число экспериментов устанавливалось статическим путем по величине коэффициента вариации $K_{вар}$, допускаемой ошибки $K_{доп}$ и задаваемой надежности Р. Число экспериментов определялось по формуле:

$$n = t^2 \frac{K_{вар}^2}{K_{доп}^2}, \quad (1)$$

где t – нормированное отклонение, зависящее от даваемой надежности Р.

Для научно-исследовательских работ рекомендуются значения $P=0,9$; $K_{доп}=5-10\%$.

Величина $K_{вар}$ устанавливается путем статической обработки экспериментальных данных по формуле:

$$K_{вар} = \frac{\sigma}{M} 100 \%, \quad (2)$$

где σ – среднее квадратичное отклонение; M – математическое ожидание результатов измерения.

$$\sigma = \sqrt{\frac{\sum (X_i - M)^2}{n-1}}, M = \frac{\sum X_i}{n}, \quad (3)$$

где X_i – отдельные результаты измерения; n – число экспериментов.

При значении коэффициента вариации $K_{вар}$, лежащих в пределах $K_{доп}=5-10\%$, полученные значения $n=3-4$ – число экспериментов для каждой точки наблюдения.

Таким образом, по каждой из точек исследований выполнено от трех до пяти массовых взрывов.

В результате исследований установлены общие закономерности изменения физических свойств нару-

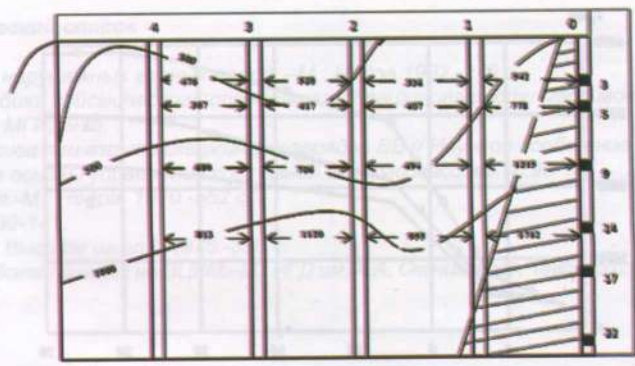


Рис. 1. Распределение скорости продольных волн в горных породах по высоте уступа.

шенных горных пород по взорванным рудным и породным блокам. Например, достаточно плавное изменение скорости волны в массиве с повышением глубины зондирования отражает степень и характер изменения нарушенности горного массива по глубине скважин (рис. 1).

На поверхности горного массива скорость волн, независимо от минералогического и петрографического состава и структуры пород, имеет минимальное, примерно одинаковое значение и в пределах глубины скважины 0-5 м колеблется от 500 до 700 м/с, что связано с достаточно интенсивным дроблением верхней части уступов в результате их разрушения предыдущими взрывами и недостаточной нагрузкой при последующих взрывах. При увеличении глубины скважин до 9-12 м скорость волны резко возрастает благодаря тому, что в этой средней части уступа, характеризующейся наиболее мелким дроблением, возрастает плотность взорванного материала. При глубинах скважины более 12-14 м скорость волны изменяется значительно медленнее, а в нижней части уступа быстро увеличивается скорость волны до значений, близких к скорости в неразрушенном массиве. Последнее объясняется совместным влиянием ухудшения качества дробления и повышением плотности взорванной массы при коэффициенте разрыхления 1,03-1,1.

С изменением скорости волны и глубиной скважины в зависимости от нарушенности пород установлено наличие во взорванной горной массе определенной зоны, в которой скорость волны меньше, чем в верхней и нижней частях блока.

В интервале глубин скважины 4-5 м скорость волны на 30-100 м/с ниже, чем в верхнем (0-3 м) и нижнем (5-14 м) интервалах глубин скважин (рис. 2). Это явление может быть объяснено наличием в определенных частях нарушенного массива зон разгрузки, являющихся следствием взаимодействия здесь прямой волны сжатия, идущей от заряда к поверхности, и отраженной от свободной поверхности и идущей в сторону массива волны растяжения. Очевидно, это граница зоны откола. Это явление

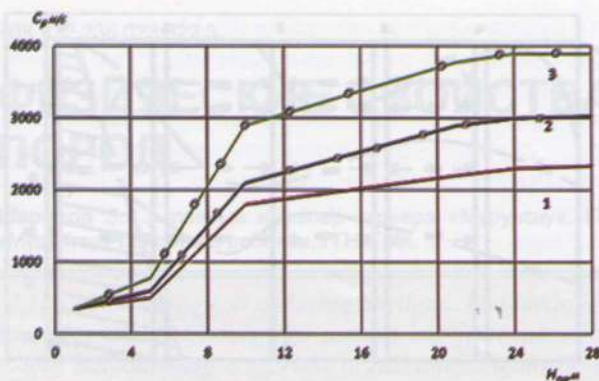


Рис. 2. Изменение скорости продольных волн в зависимости от глубины зоны прозвучивания на открытых горных работах: 1 – сиенит-диориты; 2 – гранодиорит-порфиры; 3 – известняки.

ние объясняет и качество дробления: в верхней разгруженной зоне повышен выход крупнокусковых фракций, в зоне разгрузки, т. е. на самой границе зоны откола, качество дробления наиболее полное, ниже оно вновь ухудшается.

Таким образом, в зонах активного разрушения степень нарушенности горных пород настолько велика, что минералогический и петрографический состав пород, их плотность, пористость и другие физические свойства не оказывают существенного влияния на скорость волны, которая практически остается постоянной для всех горных пород независимо от их состава. В этих зонах скорость продольной волны в разрушенной взрывом среде (рис. 2) не зависит от скорости продольных волн в материнской породе, а является следствием плотности упаковки разрушенной горной массы после взрыва, зависящей в свою очередь от среднего линейного размера куска взорванной горной массы.

Однако по мере увеличения глубины скважин и реализации естественной сети трещин влияние предшествующих взрывов на структурные, а следовательно, и упругопластические свойства массива резко снижается. Трещины, которые частично раскрылись в верхней части уступа под действием массового взрыва и тем самым обусловили формирование здесь нарушенного массива, с глубиной скважины вновь смыкаются, благодаря чему массив вновь приобретает свою естественную структуру, характерную именно для данных горных пород, а следовательно, и первоначальные упругопластические и прочностные свойства. Характер восстановления этих первичных упругопластических свойств горных пород является уже не столько функцией самих первичных свойств, хотя и зависит от них, сколько следствием того возмущения, которое вызвало нарушение первичных свойств среды при взрыве.

Результаты исследований скорости волны при формировании нарушенных массивов горных по-

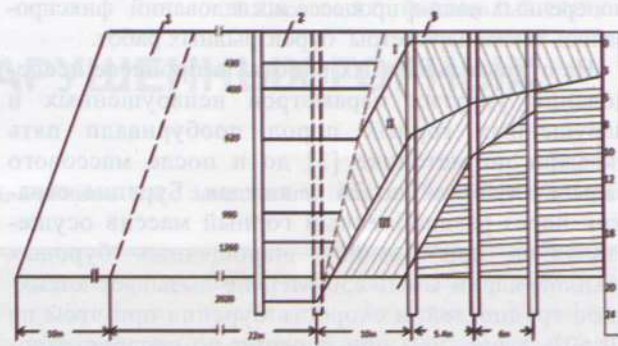


Рис. 3. Характерные зоны нарушения горных пород при взрыве на открытых горных работах: 1 – буфер; 2 – взорванная горная масса; 3 – целик.

род на открытых горных работах по данным работ [1] позволили установить, что по характеру нарушенности первичных свойств массива горных пород под воздействием предшествующих взрывов может быть выделено четыре зоны (рис. 3):

I – зона дробления, характеризующаяся полным нарушением первичных свойств массива, отсутствием связи между раздробленными кусками пород и независимостью скорости звука от скорости волны в исходной среде; скорость волны в этой зоне составляет 500-700 м/с;

II – зона нарушения, характеризующаяся лишь частичным разрушением пород и зависимым от первичных свойств массива изменением физических свойств нарушенного массива.

В этой зоне величина сцепления между естественными отдельностями ослаблена вследствие раскрытия микро и макротрещин, но первичные свойства массива уже частично восстановлены, верхний предел скорости звука в этой среде приближается к нижнему пределу в ненарушенной среде;

III – зона сотрясений, характеризующаяся лишь незначительным раскрытием естественных трещин. Верхний предел скорости волны в этой зоне равен скорости волны в ненарушенном массиве, обладающем первичными свойствами в их естественном состоянии;

IV – зона естественного состояния массива с сохранением по всем показателям его первичных свойств.

Таким образом, на открытых горных работах в определенном объеме наблюдается формирование зоны пониженных свойств, вследствие повышенной разгрузки среды в зоне откола. Поэтому при изучении общего механизма формирования физических свойств нарушенных горных пород принят монотонный характер их изменения в функции приведенного расстояния, первичных упругопластических свойств горных пород, установленных по результатам акустического зондирования и прочностных свойств, установленных по результатам первичного и вторичного отбора кернов.

Библиографический список

1. Мосинец В.Н., Абрамов А.В. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. –М.: Недра, 1982, -248 с.
2. Ржевский В.В., Кутузов Б.Н., Якобашвили О.П. и др. Методика сейсмического определения трещиноватости массивов горных пород на карьерах с целью оценки их взрываемости –М.: МГИ, 1978.
3. Норов Ю.Д. Исследование зоны ослабленного горного массива при взрыве скважинных зарядов ВВ // Научное сообщение. Ин-т горного дела им. А.А. Скочинского, 1985. Вып. 235. Научные основы управления состоянием горного массива. -с.96-104.
4. Гурвич И.И. Сейсмическая разведка. Изд. 2-е, перераб. и доп.-М.: Недра, 1970.-552 с.
5. Вентель Е.С. Теория вероятностей. –М.: Наука, 1969. -с.139-141.
6. Математическая статистика / Под ред. А.М. Длина. –М.: Высшая школа, 1975.-398 с.
7. Методическое руководство по применению программы обработки данных на ЭЦВМ.–М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1985. 85 с.

УДК 622.342.:622.235.5

© Петросов Ю.Э. Очиллов Ш. 2017 г.

СПОСОБ ВЗРЫВАНИЯ ПАРНО-СБЛИЖЕННЫМИ СКВАЖИННЫМИ ЗАРЯДАМИ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ ПРИ ВЗРЫВАНИИ ВЫСОКИХ УСТУПОВ НА ГЛУБОКИХ КАРЬЕРАХ

Петросов Ю.Э., доцент кафедры «Горное дело», канд. техн. наук, ТашГТУ им. И. Каримова; Очиллов Ш., старший научный сотрудник соискатель кафедры «Горное дело» ТашГТУ им. И. Каримова.

Maqolada chiqur kar'yerlardagi yuqori pog'onalarini portlatishning sanoatlashtirilgan portlatish moddalari joylashtirilgan parallel-yaqinlashtirilgan skvajinali zaryad usullari keltirilgan bo'lib, buning uchun portlatiladigan blokda ikki parallel vertikal yoki burchak ostida skvajina parmalanib ular orasidagi masofa 4-6 diametrli zaryadga teng bo'lib gruppadagi zaryadlar birdaniga portlatiladi.

Tayanch iboralar: parallel-yaqinlashtirilgan skvajinali zaryadlar, portlatish moddasi, pogona balandligi, chuqur karyerlar, portlatiladigan blokni burgulash, kon jinsi maydalanish darajasi, portlatilgan kon jinsi, qisqa fursatli portlatish, kon jinsini maydalanishini boshqarish, skvajinali zaryadlar joylanish parametrlari, muhandislik hisoblar metodikasi.

The article gives an overview of the literature data on the methods of blasting parallel-proximal well charges of industrial explosives, with the explosion of highwall in deep quarries. To do this, drilling off blasting unit is trained in groups of two parallel vertical or inclined wells located parallel to the slope of the exploded ledge at a distance of 4-6 diameters of charges from each other, while charges in the group explode simultaneously.

Key words: parallel-proximal well charges, explosives, high face, deep open pit, drilling off blasting unit, reduction ratio of rocks, blasted rock, coarseness of grading, explosives, delay-action blasting, management of crushing rocks, well placement parameters, method of engineering design.

Способ взрывания, основывающийся на энергетическом принципе управления массовым взрывом, позволяет сочетать максимальную степень дробления горных пород при минимальной кинетической энергии их перемещения. Взрывание рудных уступов по этому методу выполняется в условиях зажима на необрушенный слой ранее взорванной горной массы. В соответствии с энергетическим принципом управления взрывом согласно работам авторов [1, 2] процесс разрушения горных пород характеризуется оптимальными значениями энергоёмкости. Превышение этого значения, вызванного применением повышенного расхода взрывчатых веществ (ВВ), ведет к переизмельчению, выбросу и разлету взорванной горной массы.

Практика взрывания горных пород в зажатой среде показала, что прочностные свойства пород и тенденция увеличения высоты уступов лимитируют допустимую степень зажима. Для достижения необходимой степени дробления и проработки линий сопротивления по подошве уступа (ЛСПП) буфер из ранее взорванной горной массы должен обладать определенной податливостью за счет его уплотнения или частичного смещения. Такое регулирование степени зажатия может быть осуществлено направленным действием энергии взрыва в сторону взрыва.

Традиционные методы интенсификации действия взрыва, основанные на принципе пропорциональности удельного расхода ВВ к объему взрывааемых пород,

предусматривают в основном увеличение диаметра скважин или мощности применяемых ВВ. Однако это обуславливает значительные капитальные затраты на обновление бурового оборудования и ассортимента применяемых ВВ. По данным авторов работ [1, 3-6] опыт буровзрывных работ (БВР) показал, что применяемые диаметры зарядов 180 и 230 *mm* (на карьерах осадочных месторождений), 190, 215,9 и 244,5 *mm* (на скальных карьерах) не обеспечивают необходимого качества дробления и проработки подошвы уступа, особенно при взрывании уступов 15 *m* и более в средне и трудно взрываеваемых породах. Возможность дальнейшего увеличения диаметров скважин буровым оборудованием, серийно выпускаемым в настоящее время заводами мира, практически исчерпана.

С целью управления дроблением горных пород в пределах их энергоемкости параметрами взрывного разрушения в зажатой среде при распространении в заданном направлении взрывных волн напряжений, формирующих в массиве первичное поле напряжений, разработан метод [7-12] взрывания параллельно-сближенными скважинными зарядами, сущность которого заключается в следующем: обуривание взрываеваемого блока производят группами из двух-трех параллельных вертикальных или наклонных скважин, расположенных параллельно откосу взрываеваемого уступа на расстоянии 4-6 диаметров зарядов друг от друга, при этом заряды в группе взрываются одновременно. Таким образом, без каких-либо дополнительных капитальных затрат формируются группы параллельно сближенных зарядов, имитирующих скважины большого диаметра, действие взрыва которых значительно эффективнее по сравнению с эквивалентными цилиндрическими зарядами ВВ равной массы и энергии. Если в группе только две параллельные скважины, то используется термин «парносближенные скважинные заряды».

Внедрение метода взрывания в промышленных условиях выполнялось в основном при параметрах, определяемых эмпирическим путем, что обусловило отсутствие единого мнения об эффективности применения параллельно сближенных зарядов на открытых разработках. Между тем достаточно сложный механизм действия параллельно сближенных зарядов и противоречивость исследований ряда авторов требовали более глубокого научного обоснования этого метода и его эффективности, разработку параметров управления взрывным разрушением и расположения скважинных зарядов в разрушаемом уступе. В связи с этим были выполнены экспериментальные исследования физических особенностей действия взрыва параллельно сближенных зарядов, разработаны методические основы расчета параметров расположения этих зарядов на карьерах, произведена опытно-промышленная проверка и внедрение результатов исследований авторов.

Эффект применения параллельно сближенных зарядов объясняется тем, что при этом методе взрывания

уже в непосредственной близости от зарядов на расстояниях, составляющих около 1/2 расстояния между зарядами в паре цилиндрические фронты волны напряжений первого и второго зарядов начинают взаимодействовать, формируя при этом плоский фронт.

Известно [6-9], что плоская волна напряжений, распространяясь в массиве затухает за счет меньшего коэффициента геометрического расхождения обратно пропорционально расстоянию, а не квадрату или кубу расстояний при цилиндрическом и сферическом зарядах. Поэтому на одинаковых относительных расстояниях падение давления и затухание напряжений в случае зарядов плоской формы происходит значительно медленнее. В результате массив породы в большей мере насыщается энергией взрыва, что позволяет интенсифицировать дробление за счет увеличения напряжений в удаленных от заряда точках массива.

Увеличение высоты уступа позволяет существенно улучшить ряд технико-экономических показателей разработки сложноструктурных месторождений в результате сокращения числа транспортных горизонтов и рабочих площадок, увеличения угла откоса рабочего борта и снижения величины текущего коэффициента вскрыши, что обеспечивает сокращение в определенных временных интервалах объема вскрышных работ. Так, например, увеличение высоты взрываеваемого уступа с 10 до 30 *m* приводит к росту запасов взорванной горной массы на той же площади рабочей зоны в 1,5-2 и более раз и увеличению угла наклона рабочего борта на 4-6°.

Одним из достоинств применения высоких уступов является сокращение объема бурения на перебурах. Если, например, при разработке месторождения 5-10 уступами высотой по 10 *m* потребуется на каждом уступе иметь перебур 2 *m* и общая их длина составит 10 *m*, то в тех же условиях при работе одним уступом длина перебура составит только 2-3 *m*.

Наряду с сокращением перебура при высоких уступах улучшаются условия бурения скважин. Наиболее трудоемкий участок бурения - забуривание скважин на глубину 3-4 *m* при совмещенном (высоком) уступе сокращается аналогично сокращению числа перебуров и его объем распределяется на всю высоту совмещенных уступов. Основной объем бурения будет находиться в зоне неразрушенных предыдущими взрывами пород. Это повышает производительность бурения, чему способствует также сокращение числа перемещений буровых станков в процессе бурения.

При увеличении высоты уступа, объем массива взрываеваемый каждой скважиной, значительно возрастает, а следовательно, увеличивается и масса заряда в каждой скважине. А так как длина забойки при взрывании обычных (до 15 *m*) и высоких уступов практически одинаковая, то полезно используемая длина скважины, занятая ВВ, с увеличением высоты уступа растет и, как показали исследования, может быть доведена до 80-90%. При этом, с увеличением



длины колонки заряда ВВ более равномерно распределяется по разрушаемому массиву, способствуя улучшению его дробления и, как следствие, повышению степени полезного использования энергии взрыва, что увеличивает производительность выемочно-транспортного оборудования.

Эффективность взрывания высокими уступами объясняется следующими физическими особенностями действия взрыва глубоких скважинных зарядов. Исследованиями [9-11] установлено, что одним из важнейших факторов определяющих интенсивность дробления пород взрывом, является продолжительность его действия на массив. Экспериментальными работами в различных условиях открытых горных работ установлена зависимость, характеризующая изменение давления при взрыве

$$P = at^{2/3} e^{-bt^{2/3}} \quad (1)$$

где P – давление при взрыве; t – время; a, b – коэффициенты пропорциональности; e – основание натурального логарифма.

Исследуя функцию (1) на экстремум,

$$\frac{dP}{dt} = \frac{2}{3} a e^{-bt^{2/3}} (t^{1/3} - bt^{1/3}) \quad (2)$$

и выполнив при этом ряд промежуточных преобразований, в конечном итоге выражение (2) имеет вид:

$$P = \frac{1}{8} \rho D^3 L^{-2/3} t^{2/3} e^{1 - \left(\frac{Dt}{L}\right)^{2/3}} \quad (3)$$

Допуская, что максимальное давление в скважине достигается к моменту окончания детонации, имеем:

$$t_{max} = L/D,$$

где L – длина заряда; D – скорость детонации ВВ.

Максимальное давление в зарядной камере при взрыве определяется по общеизвестной формуле:

$$P_{max} = 1/8 \rho_{ВВ} D^2,$$

где $\rho_{ВВ}$ – плотность ВВ. После подстановки t_{max} и P_{max} в выражение (3) получим

$$P = e P_{max} \left(\frac{t}{t_{max}}\right)^{2/3} \cdot e^{-\left(\frac{t}{t_{max}}\right)^{2/3}} \quad (4)$$

Расчеты с помощью выражения (4) довольно трудоемки, поэтому для оперативных оценок построена графическая зависимость давления в скважине от изменения высоты уступа в пределах 15-75 м (рис. 1). Из графика видно, что при увеличении высоты уступа в указанных на графике пределах время действия взрыва на массив увеличивается в 5-6 раз, соответственно увеличивается работа взрыва, расходуемая на дробление, так как импульс взрыва возрастает практически в такой же пропорции.

Таким образом, увеличение высоты взрываемого уступа является одним из факторов повышения коэффициента использования энергии взрыва.

Вместе с тем имеется ряд объективных факторов, ограничивающих переход на взрывание высоких уступов. Это в первую очередь отсутствие буровой тех-

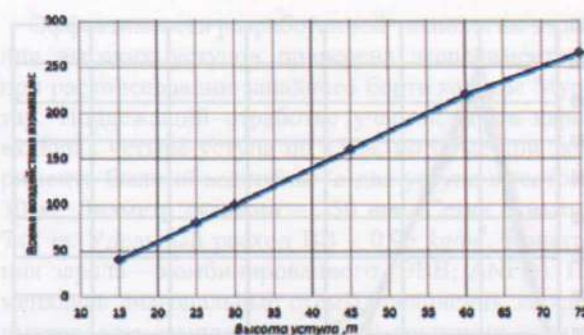


Рис. 1. График изменения времени воздействия взрыва на массив от высоты уступа.

ники, способной эффективно бурить вертикальные и наклонные скважины глубиной более 35-40 м. В связи с этим, на карьере Мурунтау собственными силами модернизированы два станка СБШ-250, у одного из которых увеличена высота мачты с целью бурения скважин глубиной 36 м, а у другого, создан механизм, позволяющий бурить наклонные скважины под углами 45, 50, 55, 60 и 75 градусов на глубину более 50 м. Выполненная модернизация станков позволила реализовать на карьере Мурунтау опытно-промышленную технологию бурения и взрывания 30-метровыми уступами.

Опытные взрывы высокими уступами выполнены с целью расконсервации отдельных участков Западного борта карьера. Подлежащий отработке борт карьера представлял собой счетверенный уступ с верхней отметкой +435 м, нижняя отметка +380 м (четыре уступа по 15 м). Предохранительные бермы между уступами имели размеры 3-7 м, которые частично или полностью завалены горной массой. Длина участка Западного борта карьера, подлежащего расконсервации, составляла 800 м. Было принято решение отработать западный борт карьера двумя уступами высотой по 30 м. Бурение взрывных скважин осуществлялось станками СБШ-250 МН вертикальными скважинами диаметром 250 мм. Для преодоления значительной величины сопротивления по подошве уступа (13-15 м) обустройство первого ряда осуществлялось парносближенными скважинами. Параметры расположения скважин на блоках осуществляли по сетке 7x7 м. Величина удельного расхода ВВ составляла $q=0,95 \text{ kg/m}^3$. Конструкция зарядов представляла собой сплошную колонку из ВВ нескольких типов.

В основном скважины были сухими, только в северной части западного борта обводненность скважин достигала 1-3 м. Столб воды перекрывали патронированными ВВ. Забойка скважин из-за большого количества взрываемых скважин и отсутствия средств механизированного её выполнения - отсутствовала. На всех взрываемых блоках высоких уступов применялись диагональные схемы соединения зарядов с интервалом замедления между группами зарядов в 35 мс.

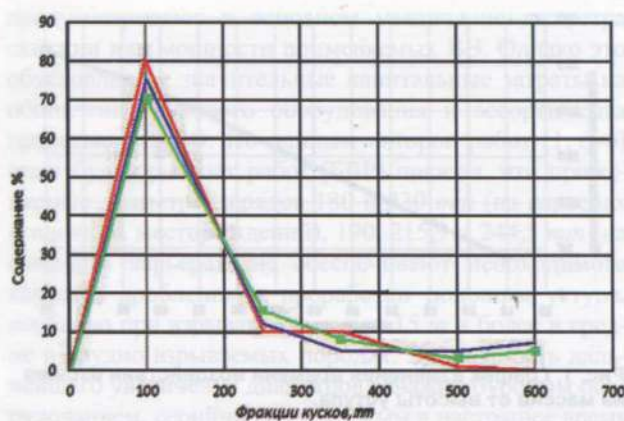


Рис. 2. Распределение гранулометрического состава взорванной горной массы.

После производства массовых взрывов осуществлялись замеры гранулометрического состава взорванной горной массы, как по развалу, так и в экскаваторных заходках с помощью метода косоугольной фотопланиметрии. Всего было проконтролировано 3 массовых взрыва, из них два были произведены на подобранный откос уступа, один в «зажатой» среде на взорванную и неубранную горную массу. Ширина «буфера» из взорванной горной массы составляла 12–15 м. Результаты замеров гранулометрического состава взорванных горных пород представлены на (рис 2).

Анализ данных распределения гранулометрического состава показывает, что при использовании метода взрывания высоких уступов достигается хорошее качество дробления горной массы, что можно объяснить общим увеличением времени действия энергии взрыва на разрушаемую среду. Следует отметить, что лучшие результаты были достигнуты при взрывании в «зажатой» среде. При этом улучшилась организация работ, и повысились технико-экономические результаты буровзрывного комплекса. Маркшейдерскими съемками установлено, что завышения и пороги по подошве нижнего уступа не наблюдались.

Особенностью взрывной отбойки высокими уступами является повышенная величина линии сопротивления взрыву по подошве уступа, которая в прямой пропорции связана с высотой уступа соотношением:

$$W = Hctg\alpha + C,$$

где W – расчетная величина ЛСПП, m ; H – высота уступа, m ; α – угол откоса уступа, град.; C – величина бермы безопасности, m .

Сопряжение боковой поверхности и подошвы уступа затрудняет смещение породы в районе подошвы, так как разрушение здесь осуществляется по наиболее энергоемкому сдвиговому механизму. Для усиления действия взрыва заряда ВВ на уровне подошвы уступа скважины бурят с перебором. Однако существенных разрушений в этом случае не происходит вследствие высокой сопротивляемости горных пород действию взрыва при повышенных значениях ЛСПП и, как следствие, в условиях зажима.

Традиционные методы взрывания для преодоления завышенных значений ЛСПП предусматривают увеличение диаметра скважин или мощности применяемых ВВ. Однако это вызывает значительные капитальные затраты на обновление бурового оборудования и ассортимента используемых ВВ. При этом пределы увеличения диаметра скважин ограничены техническими возможностями существующего бурового оборудования. По этой причине даже метод взрывания парносближенными скважинными зарядами не всегда является эффективным для преодоления повышенных ЛСПП при взрывании высоких уступов, увеличивая при больших диаметрах зарядов сейсмозрывное воздействие и создавая нежелательные, с точки зрения бурения, разрушения верхней части нижележащих уступов. В то же время практика буровзрывных работ показывает, что применяемые диаметры увеличенных скважинных зарядов не обеспечивают необходимого качества дробления и проработки подошвы, особенно с увеличением высоты уступов более 15 м в среднем и трудно взрываемых породах.

К сожалению методы обурирования и взрывания наклонными скважинными зарядами не получили широкого промышленного применения на открытых работах по ряду объективных технологических причин (снижение производительности бурения, трудности поддержания длительной сохранности скважин, ограниченный диапазон углов наклона скважин, повышенная трудоемкость заряжания наклонных скважин эмульсионными взрывчатыми составами и др.).

Для этого разработана технология [7, 11] взрывания высоких уступов, сущность которой заключается в следующем: отбойку горных пород ведут парами расходящихся скважинных зарядов. При этом одну скважину в каждой паре бурят перпендикулярно к подошве уступа, а вторую сторону откоса уступа с наклонным его подошве. Угол наклона скважины и предельная высота уступа определяются по формулам:

$$\beta = \arctg \frac{1,13H}{d} \sqrt{\frac{q}{\gamma_{ВВ}}}$$

$$H = \frac{\sqrt[2d]{\frac{\pi \cdot \gamma}{q}} \cdot 2c}{2ctg \alpha}$$

где β – соответственно угол откоса уступа и наклона скважины в пучке, град; H – высота уступа, m ; d_s – диаметр заряда, эквивалентного по энергии суммарному заряду в пучке скважин, m ; q – удельный расход ВВ, kg/m^3 ; γ – плотность заряжания ВВ в скважине, kg/m^3 ; c – берма безопасности, m .

Предлагается также наклонную скважину в каждой паре скважин, пробуренных в двух параллельных вертикальных плоскостях, бурить в сторону откоса уступа с наклоном его к подошве под углом:



$$\beta = \arctg \frac{2H}{\sqrt{p/q}}, \text{ град.}$$

Аналитическое выражение, определяющее угол наклона β_1 наклонной скважины к подошве уступа, получено из следующих положений. С целью получения конструкции зарядов парой расходящихся скважин находящихся в двух параллельных вертикальных плоскостях для реализации эффекта взрыва параллельно-сближенных зарядов наклонную скважину, смешанную в пространстве во второй параллельной плоскости, забуривают с наклоном к подошве уступа таким образом, чтобы она пересекала в проекции вертикальную скважину в точке начала заряда в этой скважине, а расчетную ЛСПП, преодолеваемую цилиндрическим моно зарядом большого диаметра эквивалентным по энергии применяемого ВВ паре расходящихся скважин – посередине, при этом вертикальные параллельные плоскости, удалены друг от друга на расстоянии одного-двух диаметра скважины большого диаметра, эквивалентной по энергии применяемого ВВ паре расходящихся скважин.

Целесообразно при одновременном взрыве зарядов ВВ в парах расходящихся скважин инициирования зарядов в вертикальных скважинах производит от их устья, а зарядов в наклонных скважинах – с обоих концов заряда. Эффект инициирования взрывного воздействия в этом случае заключается в следующем. При предлагаемом порядке инициирования (взрывания) парой расходящихся скважинных зарядов процесс передачи в массив энергии взрыва структурируется во времени таким образом, что в результате взрыва наклонной скважины в массиве до окончания процесса детонации заряда ВВ в вертикальной скважине возникает динамическая внутренняя плоскость обнажения, являющаяся локальной экранной разрушительной компенсационной зоной, способствующей разрушению массива по действию менее энергоемкой и более эффективных растягивающих напряжений, а также направленному смещению разрушаемого массива в направлении локальной компенсационной зоны, то есть по ЛСПП. В этом случае реализуется также идея первичного предварительного пред разрушения массива энергии заряда ВВ вертикальной скважины.

Эффективность ведения БВР в предлагаемой технологии взрывной отбойки горных пород на высоких рабочих уступах объясняется не только геометрией расположения зарядов ВВ в парах расходящихся скважин, позволяющих также использовать эффект действия взрыва параллельно-сближенных зарядов в зонах с недостаточной энергонасыщенностью разрушения, но и способом инициирования вертикальных и наклонных зарядов в парах расходящихся скважин (пучков сближенных скважин), способным реализовать направленное и менее энергоемкое разрушение массива по ЛСПП, а также эффектом увеличения производительности бурения за счет различного характера изменения скорости бурения и объема бурения при замене одной скважины большого диаметра расходящейся парой скважин меньшего диаметра.

Эффективность разработанной технологии взрывания высоких уступов проверена экспериментально при расконсервации западного борта карьера Мурунтау. Подлежащий отработке участок борта карьера включал четыре уступа по 15 м, которые при эксперименте были объединены в два уступа высотой по 30 м. Диаметр скважин – 250 мм. Сетка скважин – 7x7 м. Удельный расход ВВ – 0,95 кг/м³. Конструкция заряда – комбинированного (ЭВВ, ANFO). Применялись диагональные схемы соединения зарядов с интервалом замедления между группами заряда в 35 ms. В паре расходящихся скважин заряд ВВ размещался в вертикальной и наклонной ($\beta=65^\circ$) скважинах. Изучение гранулометрического состава взорванной горной массы фотопланиметрическим методом показало, что средний размер кусков взорванной горной массы не превышает 22...25 см (в аналогичных условиях на уступах высотой 15 м – 27...30 см). Применение технологии взрывания высоких уступов парами расходящихся скважинных зарядов при взрывании высоких уступов позволило повысить коэффициент измельчения полезного ископаемого на 2%.

Таким образом, произведен расчет определения величины перебура первого ряда скважин при переходе к отбойке руды высокими (более 15 м) уступами и рекомендована технология взрывания высоких уступов расходящимися скважинными зарядами, применение которых при взрывании высоких уступов уменьшило средний размер кусков взорванной горной массой до 22...25 см против 27...30 см, в аналогичных условиях за счет повышения степени полезного использования энергии взрыва и смещения границы руды и вмещающих пород, что, позволило, повысить коэффициент извлечения полезного ископаемого на 0,2%.

Основные выводы

1. Эффективность применения способа параллельно-сближенных зарядов объясняется тем, что при этом методе взрывания уже в непосредственной близости от зарядов на расстояниях, составляющих около 1/2 расстояния между зарядами в паре, цилиндрические фронты волн напряжений первого и второго скважинных зарядов начинают взаимодействовать, формируя при этом плоский фронт.

2. Исследованиями установлено, что увеличение высоты уступа позволяет существенно улучшить ряд технико-экономических показателей разработки сложноструктурных месторождений в результате сокращения числа транспортных горизонтов и рабочих площадок, увеличения угла откоса рабочего борта и снижения величины текущего коэффициента вскрыши, что обеспечивает сокращение в определенных временных интервалах объема вскрышных работ. Так, например, увеличение высоты взрываемого уступа с 10 до 30 м приводит к росту запасов взорванной горной массы на той же площади рабочей зоны в 1,5-2 и более раз и увеличению угла наклона рабочего борта на 4-6°.

3. Установлено, что одним из достоинств применения высоких уступов является сокращение объема бурения на перебурах. Например, при разработке месторождения 5-10 уступами высотой по 10 м требуется на каждом уступе иметь переbur 2 м и общая их длина составит 10 м, то в тех же условиях при работе одним уступом длина перебура составит только 2-3 м. Также установлено, что наряду с сокращением перебура при высоких уступах улучшаются условия бурения скважин. Наиболее трудоемкий участок бурения - забуривание скважин на глубину 3-4 м при совмещенном (высоком) уступе сокращается аналогично сокращению числа перебуров и его объем распределяется на всю высоту совмещенных уступов. Основной объем бурения будет находиться в зоне неразрушенных предыдущими взрывами пород. Это повышает производительность бурения, чему способствует также сокращение числа перемещений буровых станков в процессе бурения.

4. Промышленные испытания по внедрению метода взрывания высоких уступов выполнялись в основном при параметрах, определяемых эмпирическим

путем, что обусловило отсутствие единого мнения об эффективности применения параллельно сближенных зарядов на открытых разработках. Между тем достаточно сложный механизм действия параллельно сближенных зарядов и противоречивость исследований ряда авторов требовали более глубокого научного обоснования этого метода и его эффективности, разработку параметров управления взрывным разрушением и расположения скважинных зарядов в разрушаемом уступе.

5. Исследованиями установлено, что при применении способа параллельно сближенных зарядов, к сожалению, обуривания и взрывания наклонными скважинными зарядами не получили широкого промышленного применения на открытых горных работах по ряду объективных технологических причин (снижение производительности бурения, трудности поддержания длительной сохранности скважин, ограниченный диапазон углов наклона скважин, повышенная трудоемкость заряжения наклонных скважин эмульсионными взрывчатыми составами и др.).

Библиографический список

1. Мельников Н.В., Марченко Л.Н. Энергия взрыва и конструкция заряда. — Москва: Недра, 1964. — 138 с.
2. Тангаев И. А. Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. М.: Недра, 1986.
3. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. М.: Недра, 1976.
4. Мосинец В.Н., Абрамов А.В. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. М.: Недра, 1982.
5. Мосинец В.Н., Абрамов А.В., Рубцов С.К. Способ отбойки полезных ископаемых. Авт. свид. № 300619 // Бюллетень изобретений (БИ) 1971. №3.
6. Мосинец В.Н., Котенко Е.А., Валаханович Е.М. Метод оценки структуры и крепости разнопрочных пород в массиве // Горный журнал. 1979. №4. С. 48-49.
7. Мосинец К. Н., Рубцов С.К. Применение параллельно сближенных зарядов на карьерах сложноструктурных месторождений // Горный журнал. 2002. № 3. С. 39-43.
8. Мосинец В.Н., Рубцов С.К., Валаханович Е.М. Новая технология взрывного разрушения разнопрочных горных пород // Тезисы докладов на Всесоюзной научной конференции вузов с участием НИИ. Сб.: «Физика горных пород и процессов». М.: МГИ, 1974. С. 217.
9. Рубцов С.К., Исследования и внедрение простейших и эмульсионных взрывчатых составов на карьере сложно-структурного месторождения Мурунтау // Доклад на Чет-вертой международной научной конференции «Физические проблемы разрушения горных пород». Мельниковские чтения. ИПКОН РАН, 2005. С. 303-309.
10. Рубцов С.К., Кулешов А.Ю., Бирик И.П. Технологические особенности взрывания высоких уступов на карьере Мурунтау // Горный журнал. Спец. выпуск, 2002. С. 94-97.
11. Рубцов С.К., Шеметов В.П., Бирик И.П. Взрывание высоких уступов методом параллельно сближенных скважинных зарядов // Горный вестник Узбекистана. 2001. №2. С. 39-41.
12. Рубцов С.К., Шлыков А.Г., Шеметов П.А. Повышение эффективности буровзрывных работ на карьерах комбината // Горный журнал. 1998. № 8. С. 41-45.

МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПРОЧНОСТНЫХ СВОЙСТВ И ЭНЕРГОЕМКОСТИ РАЗРУШЕНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

Махмудов А.М., доцент кафедры «Горная электромеханика» НГГИ, канд. техн. наук; Махмудов Ш. А., старший преподаватель кафедры «Горная электромеханика» НГГИ.

Maqolada kon qazish ishlarini rivojlantirish yo'nalishini tanlash maqsadida qoplovchi toshlar kon jinslari namunalari turlari strukturasi tekisliklari bo'yicha bo'linishi qiyinchiligini o'zaro bog'liqligini aniqlash va mustahkamlik ko'rsatkichlari son miqdori va maydalanish energiya talabini belgilash uchun o'tkaziladigan eksperimental tadqiqotlar nazariy asoslari va tajribalar natijalari keltirilgan.

Tayanch iboralar: Tog' jinsi, qoplovchi tosh, mustahkamlik, kuchlanish, namuna, pona, indentor, bo'linish, darz, massiv, zarb, energiya talabi, marmar, granit, texnologiya.

The theoretical foundations and results of experimental works on splitting samples of rocks of natural facing stone for determining the type of dependencies between the laboriousness of splitting rocks on different planes and establishing quantitative strength parameters and energy intensity of fracture are given in the work with the aim of selecting the direction of development of mining operations.

Key words: rock, facing stone, structural behavior, energy intensity of fracture, sample, gad, indenter, split, cleft, massif, stroke, energy intensity, marble, granite, technology, indent, design parameters of working tool, determination of ultimate strength of rock samples, technological test circuits, processing of results.

Целью экспериментальных работ по раскалыванию образцов пород природного облицовочного камня является определение вида зависимостей между трудоёмкостью раскалывания горных пород по различным плоскостям и установлением количественных прочностных показателей.

Пределом прочности при сжатии называется сжимающее напряжение, при котором образец породы разрушается. Предел прочности вычисляется по формуле:

$$\sigma_{сж} = \frac{P}{S} \cdot Pa, \quad (1)$$

где P – сжимающая, разрушающая сила, H ;
 S – площадь поперечного сечения образца, m^2 .

Предел прочности образца при нагружении клиньями вычисляют в виде отношения разрушающей силы P к площади раскола образца (произведению ее длины l на диаметр d)

$$\sigma_p = \frac{P}{ld} \cdot Pa, \quad (2)$$

При нагружении образца плитами в расчетную формулу вводится поправочный коэффициент 0,64

$$\sigma_p = 0,64 \frac{P}{ld} \cdot Pa, \quad (3)$$

Предел прочности образца при одноосном растяжении с встречными инденторами вычисляется по формуле

$$\sigma_p = 0,75 \frac{P}{S} K \cdot Pa, \quad (4)$$

где S – площадь поверхности разрушения, m^2 ;

Таблица 1

S, sm^2	3	4	5	8	10	15	20	30	35	40	45	50	80	100
K	0,67	0,72	0,76	0,85	0,89	1,00	1,08	1,19	1,24	1,28	1,32	1,35	1,52	1,61

K – безразмерный коэффициент, принимается $K=1,0$ при $S=(15 \pm 3) sm^2$. Для других значений коэффициента K устанавливается по табл. 1.

Энергоемкость разрушения горных пород ударным клиновидным инструментом может быть достаточно полно представлена в следующем структурном виде:

$$E = f \left(\frac{[K][\varepsilon][\omega]}{[A_{ед}][\eta_{\Sigma}][v_{ny}][b][\alpha]} \right), \quad (5)$$

где K – коэффициент, учитывающий технологию работы машины; ε – коэффициент, учитывающий тип горных пород; $A_{ед}$ – работа единичного удара; ω – влажность горных пород; η_{Σ} – суммарный к. п. д. данного вида рабочего оборудования; v_{ny} – предупредительная скорость бойка; α, b – угол и ширина заострения рабочего инструмента.

С помощью структурной формулы (1) можно определить влияние на энергоемкость разрушения следующих параметров (помимо непосредственно входящих в формулу):

C – число динамических ударов; W_n – число пластичности; h, h_{Σ} – величины единичной и суммарной глубин погружения рабочего органа; $\sigma_{сж}, \sigma_p, \sigma_{вд}$ – соответственно пределы прочности горных пород на сжатие, разрыв и вдавливание; ν – частота ударов; τ – время соударения; $l_{эф}$ – расстояние от клина до кромки забоя; β – угол наклона оси рабочего органа к го-

ризонту; $T_{ц}$ – время рабочего цикла; Δ – степень подготовленности забоя; $l_{мех}$ – расстояние между соседними установками рабочего оборудования и др.

Энергию единичного удара вычисляют по формуле:

$$E = mgH, J \quad (6)$$

где m – масса груза, kg ; g – ускорение свободного падения, $g=9,81 m/s^2$; H – высота сбрасывания индентора, m .

Объем лунки выкола (скола) определяют с помощью пластилина, которым заполняют лунку выкола. Пластин вынимают из лунки, скатывают в шар и с помощью штангенциркуля измеряют диаметр d . Объем шара, и, следовательно лунки выкола, рассчитывают по формуле:

$$V = \pi d^3 / 6, mm^3 \quad (7)$$

Удельную энергоёмкость разрушения определяют в виде отношения

$$\Theta = E/V, J/mm^3 \quad (8)$$

Удельная энергоёмкость разрушения выколом зависит от формы индентора внедряющегося в поверхностный слой породы. Для клиновидных и конических инденторов существует некоторый оптимальный угол заточки, при котором объем лунки выкола максимален (при постоянной энергии удара).

Для решения поставленной задачи разрушения междушпуровых полостей ударом клиновидного инструмента при подготовке блоков камня к выемке по контуру, разработана методика проведения экспериментальных работ по определению основных параметров разрушения в зависимости силовых, энергетических и конструктивных параметров инструмента. На рис. 1 приведена схема определения параметров откола горной породы одиночным клиновидным инструментом.

Большой практический интерес представляет зависимость

$$\Theta = f(\alpha), J/mm^2 \quad (9)$$

где α – угол заточки индентора, град.

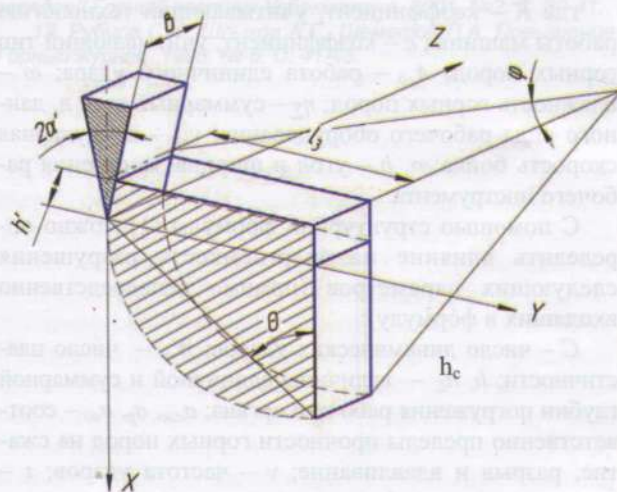


Рис. 1. Схема определения параметров откола горной породы.

Для сферических инденторов объем лунки выкола зависит от радиуса закругления, поэтому в данном случае практический интерес представляет зависимость:

$$\Theta = f(R), J/mm^2 \quad (10)$$

где R – радиус закругления индентора, mm .

Наконец, для плоских штампов, лунки выкола зависят от диаметра штампа:

$$\Theta = f(D), J/mm^2 \quad (11)$$

где D – диаметр штампа, mm .

Подготовка образцов к испытаниям осуществлялась по специальной методике исходя из цели и задач экспериментальных исследований.

При этом из забоев, действующих карьеров мрамора, гранита и др. горных пород, необходимо произвести отбор штуфов с одновременным ориентированием их в пространстве. Количество штуфов должно составлять не менее пяти штук с ориентировкой относительно для каждого из основных трёх систем трещин массива, первично-пластовых, продольных и поперечных. Итого по 15 штуфов с каждого карьера [1].

Для всех карьеров заранее необходимо выявлять параметры систем трещин массива путем сбора данных эксплуатации и обработки информации геологических отчетов. Точное установление азимутов трещин массивов необходимо произвести в действующих забоях горным компасом, при помощи которого определяются азимуты простирания первично-пластовых, продольных и поперечных систем трещин массивов. В штуфах ориентирование производится таким образом, чтобы одна из плоскостей совпадала с азимутом одной из систем трещин массива [2].

Из этих штуфов необходимо изготовить образцы в призматической форме плоскостью сечения $a \cdot b \text{ см}^2$ или цилиндрической формы диаметром D . Длина третьей стороны изменяется в зависимости от поставленной задачи. Образцы горных пород должны быть ориентированы в пространстве и маркированы. При их ориентации одна из коротких осей совпадала с одной из главных систем трещин массива вертикаль-

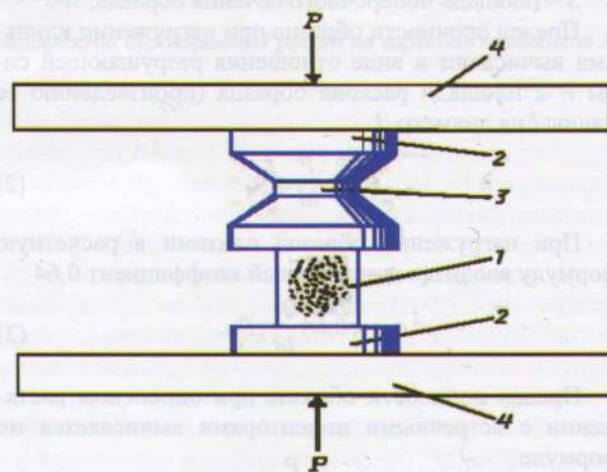


Рис. 2. Установка для определения прочности при одноосном сжатии: 1 – образец; 2 – каленые прокладки; 3 – центрирующее устройство; 4 – плиты пресса.



Таблица 2

Параметры образца	Исследовательские испытания		Сравнительные испытания
	предпочтительные	допускаемые	
Диаметр (сторона квадрата) d	42 ± 2	$30 \dots 60$	42 ± 2
$m = h/d$	$1,0 \dots 2,0$	$0,7 \dots 1,0$	$2 \pm 0,05$

Примечание: h – высота образца, d – диаметр.

Таблица 3

Параметры образца	Исследовательские испытания	
	предпочтительные	допускаемые
Диаметр (сторона квадрата) d , mm	$40-44$	$30-60$
Отношение длины образца к его диаметру, $m = l/d$	$0,9-1,1$	$0,7-1,1$

но–продольной и поперечной, а также горизонтально–первично–пластовой. Из каждого типа образцов стандартными методами производится определение прочностных свойств на сжатие, на растяжение и раскалывание. При этом, образцы породы на испытательном стенде должны быть показаны таким образом, чтобы действующая нагрузка была перпендикулярна относительно одной из систем трещин [3].

Испытания на определение предела прочности горных пород при одноосном сжатии производится между плитами пресса (по ГОСТ 21153.2-84) (рис. 2), максимальное усилие которых не менее чем на 20-30%, превышает предельную нагрузку на образец. Скорость нарастания нагрузки до момента разрушения образца находится в пределах $1-5 \text{ MPa/s}$ [1,4].

Размеры образцов должны соответствовать параметрам, указанным в табл. 2.

Определение предела прочности горных пород при растяжении производилось путём разрушения образцов сжатием по образующей (по ГОСТ 21153.3-84) (рис. 3). Сущность метода заключается в раскалывании образцов сжимающими встречными силами. Для проведения испытаний применяют пресс. Нагрузку на образец передают через стальные плиты толщиной не менее 12 mm . Отклонение плит от параллельности не более $0,02 \text{ mm}$. Длина плит и клиньев – на $3-5 \text{ mm}$ больше длины образца [3,5].

В испытаниях используют цилиндрические образцы диаметром $d = 40 \pm 2 \text{ mm}$, отрезая на камнерезной машине пробы длиной $l = (1,0 \pm 0,1)d$. Образующая боковой поверх-

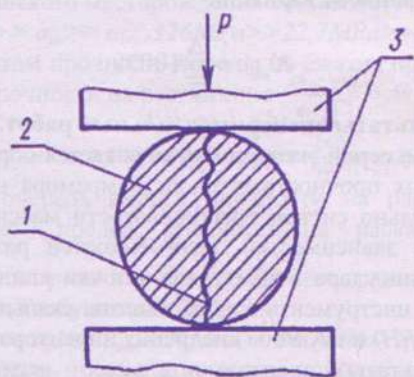


Рис. 3. Схема раскалывания цилиндрических образцов: 1–линия разрушения; 2–образец; 3–плиты пресса.

ности должна быть прямолинейной по всей длине. Допускаемая шероховатость – не более $0,2 \text{ mm}$. К точности обработки торцов жестких требований не предъявляется.

Размеры образца должны соответствовать параметрам, указанным в табл. 3.

Для проведения испытаний встречными инденторами применяют пресс и установочное устройство (рис. 4) размещаемое на опорной плите пресса и обеспечивающее соосное приложение нагрузки на образец. Нагрузка передается через стальные сферические инденторы диаметром $15 \pm 1 \text{ mm}$ с твердостью HRC 60-65.

Для измерения контура поверхности разрыва образца неправильной формы, предусмотрена масштабная координатная бумага.

Размеры образцов должны быть такими, чтобы площадь поверхности разрыва была не менее 3 cm^2 и не более 100 cm^2 , предпочтительно $(15 + 3) \text{ cm}^2$. Высота образца должна быть не менее 10 mm . Максимальные и минимальные поверхности разрыва должны различаться не более чем в 5 раз. Для устойчивого положения между инденторами образца неправильной формы на двух противоположных поверхностях, непосредственно в месте предполагаемого контакта с инденторами выбирают или подготавливают любыми средствами примерно параллельные площадки не менее $10 \times 10 \text{ mm}$.

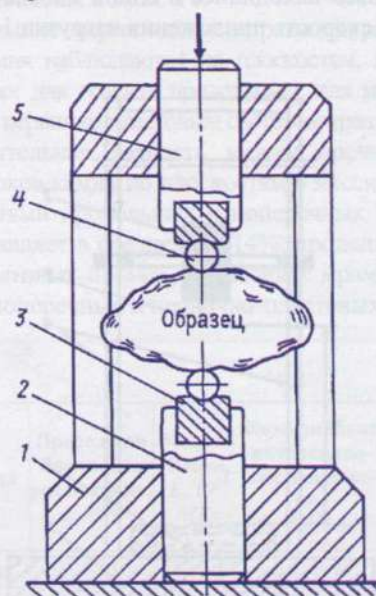


Рис. 4. Установочное устройство: 1–корпус; 2–нижний шток; 3–вкладыш; 4–индентор; 5–верхний шток.

Количество образцов правильной формы должно быть не менее 6, а неправильной не менее 10 при условии обеспечения надежности результата не ниже 80% и относительной погрешности не более 30% [1,6].

Определение удельной энергоёмкости разрушения на раскол определяется при применении раскалывающих устройств, выполненных в виде стальных клиньев с длиной лезвия, превышающей наибольший размер образца. Угол заточки клиньев был равен 90° , а радиус закругления $5 \pm 1 \text{ mm}$.

Экспериментальная установка (рис. 5) представляет собой гравитационный копер, в основании которого имеется массивная платформа 1. Груз 2 с индентором 3 имеет возможность вертикального перемещения по направляющим 4. Горная порода 5 устанавливается на платформе 1. Высота подъема H индентора 3 с грузом 2 измеряется встроенной мерной линейкой (на рисунке не показано). В экспериментальной установке предусмотрена возможность изменения массы груза 2, высоты его сбрасывания на породу 5 и замена индентора 3.

Порядок проведения экспериментов проводился по ниже приведённой схеме. При определении предела прочности горных пород одноосным сжатием скорость нарастания нагрузки до момента разрушения образца должна находиться в пределах $1-5 \text{ MPa/s}$. Нагрузку повышают с постоянной скоростью, вплоть до разрушения образца. Фиксируют максимальное значение P .

При определении предела прочности горных пород на растяжение количество образцов должно быть не менее шести, надежность результата не ниже 80%, относительная погрешность - не более 20%.

Образец размещают в центре опорной плиты прессы между плитами либо между клиньями. Образец между клиньями располагают так, чтобы ось образца и лезвия клиньев находились в одной плоскости не более $0,5 \text{ mm}$, скорость приложения нагрузки $1-5 \text{ MPa/s}$.

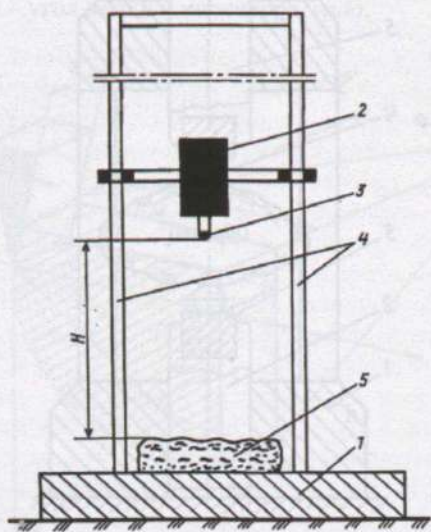


Рис. 5. Гравитационный копер: 1 – платформа; 2 – груз; 3 – индентор; 4 – направляющие; 5 – образец горной породы.

При определении предела прочности образцов произвольной формы при разрушении встречными инденторами образец устанавливают между инденторами.

Образец нагружают равномерно со скоростью $100-500 \text{ H/s}$. Испытание признают действительным при разрыве образца на две части по поверхности проходящей через ось нагружения, и определяют предел прочности при раскалывании σ_p .

При определении удельной энергоёмкости выкола в зависимости от энергии удара, горную породу размещают на платформе гравитационного копра. В ходе эксперимента груз с индентором сбрасывают на поверхность горной породы с высоты H , которая изменяется в пределах от $0,1$ до $1,7 \text{ m}$. Рекомендуемый шаг последовательного увеличения высоты – $0,2 \text{ m}$. Таким образом, в эксперименте принимается следующий ряд высот сбрасывания груза: $H=0,1; 0,3; \dots; 1,7 \text{ m}$.

Каждый эксперимент с одной высоты сбрасывания груза повторяют два раза. Это позволяет в данной экспериментальной серии получить 18 значений показателя удельной энергоёмкости разрушения выколом.

Эксперименты проводят на гравитационном копре при оптимальной энергии единичного удара, определенной ранее.

При постоянной высоте сбрасывания груза в эксперименте используют различные инденторы, отличающиеся друг от друга углом заточки, радиусом кривизны и другими геометрическими параметрами.

Прочностные свойства горных пород при различных способах воздействий вычисляют по выше приведенным формулам.

Обработку результатов испытаний n образцов производят в следующем порядке. Вычисляют:

среднее арифметическое по пробе

$$\bar{\sigma} = \frac{\sum_{i=1}^n (\sigma)}{n} \quad (12)$$

среднее квадратичное отклонение

$$\Delta = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n [(\sigma)_i - \bar{\sigma}]^2} \quad (13)$$

коэффициент вариации

$$K_{\text{вар}} = \frac{\Delta}{\bar{\sigma}} 100\% \quad (14)$$

Результаты экспериментальных работ.

Целью серий экспериментов является определение различных прочностных свойств мрамора и гранита относительно систем трещиноватости массива и построение зависимостей энергоёмкостей разрушения от энергии удара $E=f(A)$, угла заточки клина $E=f(\alpha)$, ширины инструмента $E=f(b)$, высоты скалывания породы $E=f(H)$ и глубины внедрения индентора $E=f(h_{\text{вн}})$.

Результаты экспериментальных исследований приведены в табл. 4.

Разработанные варианты технологических схем испытаний образцов горных пород позволяют оце-



Величина прочности камня при различных видах воздействий

Таблица 4

Месторождение	Порода	Предел прочности камня, МПа								
		при сжатии			при растяжении			при контактном расколе		
		перпендикулярно пластовым трещинам (L)	перпендикулярно продольным трещинам (S)	перпендикулярно поперечным трещинам (Q)	перпендикулярно пластовым трещинам (L)	перпендикулярно продольным трещинам (S)	перпендикулярно поперечным трещинам (Q)	перпендикулярно пластовым трещинам (L)	перпендикулярно продольным трещинам (S)	перпендикулярно поперечным трещинам (Q)
Газганское	Мрамор мелкозернистый	156	96	126	28	16	21	5,2	4,3	4,8
Нуратинское	Мрамор крупнокристаллический	122	86	102	23	13	16	4,8	4,1	4,7
Джамское	Мрамор среднезернистый	123	45	68	25	9	14	4	3	3,4
Зарбандское	Мрамор среднезернистый	126	42	66	26	8	13	4,3	3,1	3,3
Макридское	Мрамор мелко-среднезернистый	144	78	96	29	16	19	4,8	4	4,4
Тасбулакское	Гранит среднезернистый	166	102	128	33	20	26	5,8	4,4	4,6
Лангарское	Гранит среднезернистый	204	108	150	41	21	30	6	4,8	5,1
Севасайское	Гранит средне-крупнозернистый	150	98	124	31	19	25	5,8	4,4	5,4

нить прочностные свойства их при воздействии на них относительно направления развития систем трещиноватости массива, а также возможности определения наилучшего направления разрушающих усилий и для достижения наименьших энергетических затрат разрушения. Анализ результатов экспериментов показывает, что при определении даже одного из показателей прочностных свойств (например: предела прочности на сжатие) при воздействии относительно направления анизотропии и структурного строения массива получили отличительные значения количественные показатели.

Количественные показатели предела прочности пород на сжатие перпендикулярно пластовым трещинам по значению 1,2-1,4 раза превышают значения определенные относительно систем поперечных трещин и относительно продольных систем трещин 1,4-1,54 раза.

Соотношение средних значений прочностных свойств горных пород относительно систем трещин для Газганского месторождения составляет:

$$\sigma_{сж} \gg \sigma_p \gg \sigma_{ом} = 126 \text{ МПа} \gg 22,7 \text{ МПа} \gg 4,8 \text{ МПа}$$

При этом прочность породы на сжатие превышает предел прочности на растяжение $\frac{\sigma_{сж}}{\sigma_p} = 5,56 \text{ раза}$,

предел прочности на раскалывание $\frac{\sigma_{сж}}{\sigma_{ом}} = 26,25 \text{ раза}$

в свою очередь предел прочности на растяжение превышает предел прочности на раскалывание

$\frac{\sigma_p}{\sigma_{ом}} = 4,73 \text{ раза}$ эти показатели для гранита месторождения Тасбулак составляют

$$\sigma_{сж} \gg \sigma_p \gg \sigma_{ом} = 124 \text{ МПа} \gg 26,4 \text{ МПа} \gg 4,94 \text{ МПа}$$

При этом предел прочности породы на сжатие превышает предел прочности на растяжение 4,7 раза, предел прочности на раскалывание 25,1 раза, в свою очередь предел прочности на растяжение

превышает предел прочности на раскалывание в 5,34 раз.

Полученные в экспериментах разные количественные значения прочностных свойств горных пород по различным направлениям способа воздействия на массив и способа разрушения, позволяют определить плоскости отделения блоков камня с наименьшими энергетическими затратами на разрушение и соответственно направления развития горных работ относительно систем трещиноватости массива.

Результаты экспериментальных работ и расчетные значения основных прочностных параметров горных пород приведены в табл. 11.

Наименьшие энергетические затраты при раскалывании блоков камня наблюдаются по плоскостям, проходящим параллельно: для гранита продольным, для мрамора продольным и первично-пластовым системам трещин массива.

Относительная разность между прочностями на раскол блоков камня по плоскостям в массивах гранита с плоскостями продольных и поперечных систем трещин, составляет в среднем 12-14%, продольных и первично-пластовых 21-34%, в массивах мрамора с плоскостями, поперечных и первично-пластовых 10-20%.

Таблица 5

№	Порода	Предел при прочности растяжения, $\sigma_p, \text{ МПа}$	Модуль Юнга, $E, 10^{10} \text{ МПа}$	Коэффициент интенсивности напряжения $K_u, 10^6 \text{ Н/м}^{3/2}$	Удельная поверхностная энергия $\gamma, \text{ Дж/м}^2$
1	Мрамор	3,5-11	1,53-1,97	0,65-1,26	14,6-58,6
2	Известняк	4-8,3	1,18-1,31	0,35-0,86	13,6-38,4
3	Гранит	8,3-16,9	1,97-2,84	1,99-2,39	89-157,3

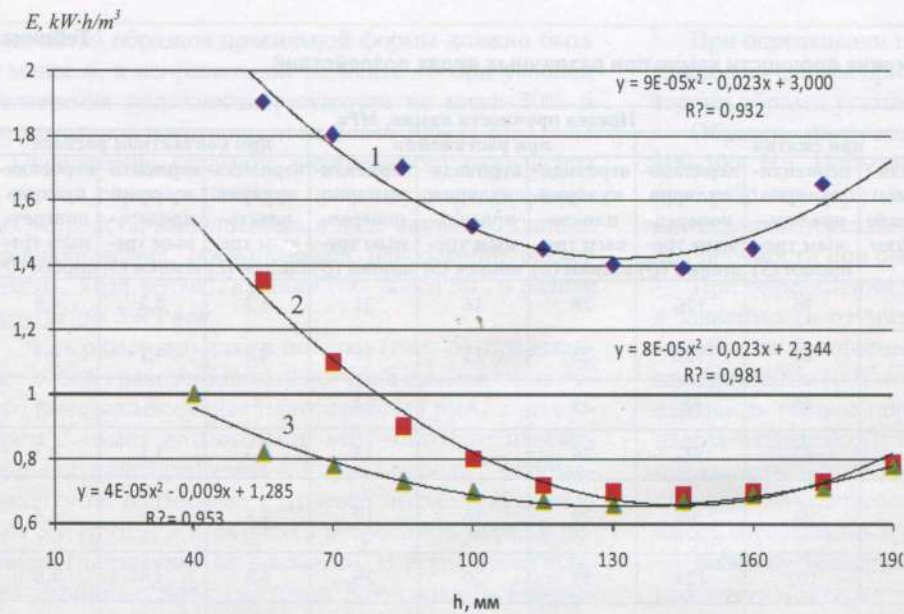


Рис. 6. График зависимости удельных энергозатрат от высоты скальваемого слоя при разрушении гранита (1), мрамора (2), известняка (3).

При формировании добычных технологических комплексов минимальные затраты труда на подготовку к выемке достигается расположением их плоскостей отделения от массива ($L*H$), параллельно распространению в массиве крутопадающих продольных трещин (S).

Зависимости характеризуются параболическим видом и ярко выраженными оптимумами величин энергии единичного удара. Количественные значения, которых для гранита составляют 700-950 J , $F. \text{kW}\cdot\text{h}/\text{m}^3$

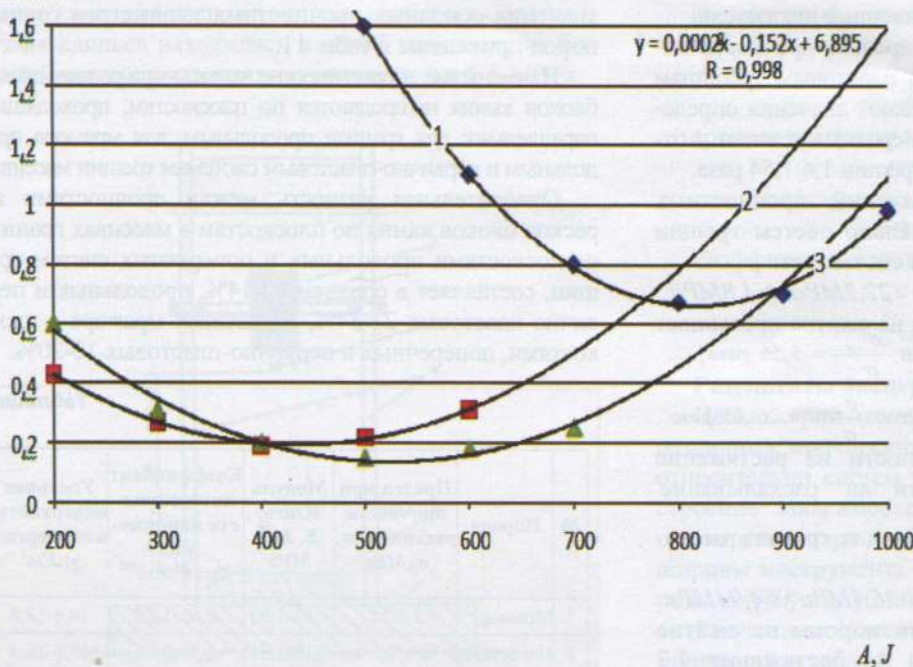


Рис. 7. Кривые зависимости удельных энергозатрат от энергии удара при разрушении гранита (1), мрамора (2), известняка (3).

для мрамора и известняка примерно одинаковы и колеблются в пределах 300-600 J .

В процессе экспериментальных работ полученные количественные значения показателей были обработаны стандартной программой *Microsoft Office Excel* и построены графики имперических зависимостей, а также и их коэффициентов корреляции. Ниже приведены результаты исследований энергоёмкости разрушения от высоты разрушения $E=f(H)$ (рис. 6) и от энергии удара $E=f(A)$ (рис. 7). Из графиков зависимости удельных энергозатрат видно, что разрушения E зависит от высоты скальваемого слоя H (рис. 6), которая изменяется параболическим

законом, наиболее эффективно процесс разрушения пород протекает при высоте скальваемого слоя 130-160 mm . Эксперименты проводились на различных породах и при различных энергиях удара, однако полученные оптимальные значения высоты скальваемого слоя имеют однозначную величину.

При достижении оптимального соотношения между энергией удара и площадью контакта инструмента с породой, ударная энергия реализуется наиболее эффективно и обеспечивается отделение от массива крупного элемента породы. Таким образом, существует оптимум энергии удара, при котором она реализуется наиболее эффективно.

Показатели удельных энергозатрат при разрушении мрамора и известняка, находятся приблизительно на одном уровне, несмотря на их различную крепость (временное сопротивление сжатию). Это свидетельствует о том, что предел прочности на сжатие не является критерием оценки сопротивляемости пород разрушению. В данном случае отделение элементов породы от массива осуществляется по плоскостям напластования, в связи с чем, значительно снижается сопротивляемость породы отрыву.



Эта закономерность была подтверждена экспериментами, в процессе которых отделение элементов породы от блока мрамора производилось как в направлении, перпендикулярном напластованию пород, так и в направлении, параллельном напластованию пород. Несмотря на отсутствие в мраморе явно выраженной слоистости, эффективность разрушения его во втором случае оказалась в значительной степени выше, чем в первом. Удельные энергозатраты разрушения породы, отделяемой по ее напластованию, составили $0,25 \text{ kW}\cdot\text{h}/\text{m}^3$, а перпендикулярно напластованию породы – $0,6 \text{ kW}\cdot\text{h}/\text{m}^3$.

Исследования показали, что независимо от типа пород и различной величины энергии удара оптimum высоты скальваемого слоя имеет однозначную величину. Необходимо отметить что, эта группа опытов была выполнена с использованием долотчатого инструмента с шириной лезвия 25 mm . Для исследования взаимосвязи энергетических параметров и параметров схемы разрушения с геометрическими данными инструмента были выполнены эксперименты, предусматривающие изменение в широком диапазоне перечисленных параметров.

Из графиков зависимостей $E=f(h)$ (рис. 8) характеризующих процесс разрушения мрамора, видно, что имеется ярко выраженный оптimum высоты скальваемого слоя, характеризующийся минимальными удельными энергозатратами разрушения. Этот оптimum при ширине лезвия долота 25 mm находится в пределах $70\text{--}100 \text{ mm}$. Аналогичная закономерность имеет место при разрушении известняка и гранитов. Таким образом, оптimum высоты скальваемого слоя с увели-

чением ширины лезвия долота увеличивается. Такое положение имеет место при различных энергиях удара. Следовательно, оптimum высоты скальваемого слоя не зависит от типа пород и энергии единичного удара, а зависит только от ширины лезвия долота.

Для работы в оптимальном режиме независимо от типа пород и энергии единичного удара между высотой скальваемого слоя h и шириной лезвия долота b (с углом заострения $\beta=90^\circ$) должно быть выдержано следующее соотношение: $h = (3 \div 3.5)b$.

Из графиков видно, что имеется оптimum энергии удара, с увеличением или уменьшением которой удельные энергозатраты на разрушение возрастают. Величина удельных энергозатрат при оптимальном значении энергии удара будет зависеть от ширины лезвия ударного инструмента, высоты скальваемого слоя и физико-механических свойств пород.

Из графика (рис. 8) видно, что рост эффективности ударного процесса разрушения предопределяется ростом высоты скальваемого слоя при соответствующем увеличении до оптимального значения ширины лезвия инструмента и энергии удара. Характерно, что в этом случае величина отношения энергии удара к ширине лезвия долота остается постоянной и определяется свойством разрушаемой породы.

Максимальное отклонение точек теоретических линий регрессии от среднего их значения составляет не более 15%. Это позволяет сделать вывод о том, что энергия одиночного удара практически не влияет на объем одного скола, который предопределяется геометрией отделяемого от массива элемента породы,

формой и размером откольной трещины. Как показали наблюдения, независимо от энергии удара при прочих постоянных параметрах геометрия откола и форма откольной поверхности сохраняются постоянными. С увеличением высоты скальваемого слоя при сохранении соотношения линейных размеров скальваемого элемента породы (геометрия откола) имеет место его увеличение.

Анализ экспериментальных данных по показателю зависимости удельных энергозатрат (E) от энергии единичного удара (A), высоты разрушаемого слоя (H) и конструктивных параметров клиновидного инструмента ($a, b, h_{\text{ин}}$) подчиняется параболическим законам.

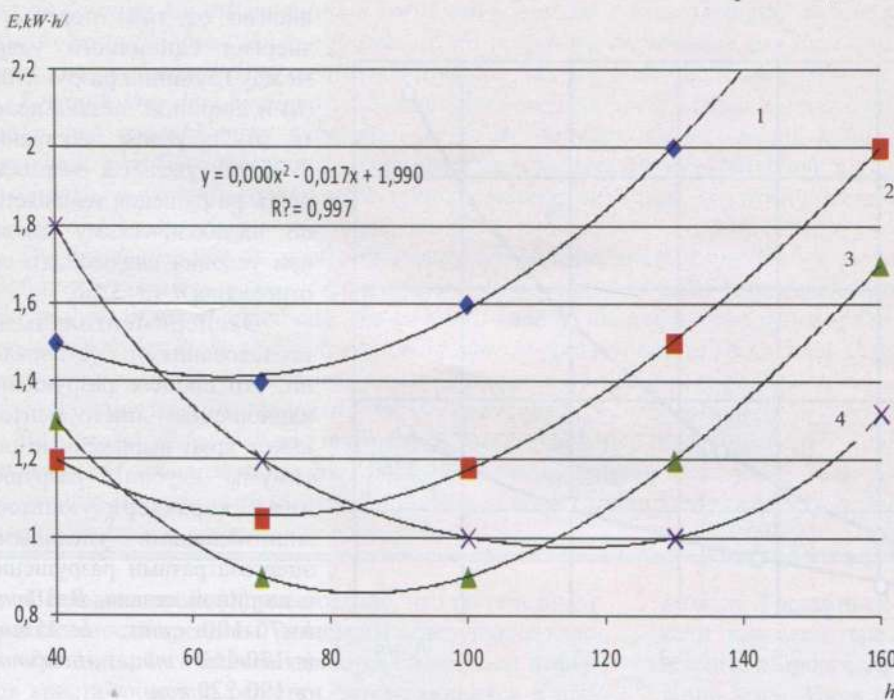


Рис. 8. Графики зависимости удельных энергозатрат разрушения мрамора долотом от высоты скальваемого слоя.

Эта зависимость определяется по следующей эмпирической формуле:

$$A = C_1 X^2 - C_2 X - C_0 \quad (15)$$

где C_0, C_1, C_2 – безразмерные эмпирические коэффициенты.

При этом коэффициент корреляции составил $R=0,98-0,99$.

Так, для погружения клина с углом заострения $\alpha=7^\circ$ соотношение энергии погружения на 4 и 1 см будет равно 13, а для клина с $\alpha=30^\circ-14$.

Влияние этих геометрических параметров на величины объемов сколов горных пород и энергоёмкости разрушения показаны на рис. 9.

Как показывает зарубежная и отечественная практика, при создании машин ударного действия весьма важную роль играет вопрос о работоспособности инструмента. Под работоспособностью ударного инструмента понимается число отделенной им от массива породы до определенного затупления его рабочей части. В качестве критерия ее оценки принята величина удельной работоспособности, которая определяется по количеству отбитой от массива породы, приходящейся на единицу площади затупления лезвия ударного инструмента.

В результате экспериментальных исследований прочностных свойств горных пород относительно структурного строения массива и удельной энергоёмкости разрушения можно сделать следующие выводы.

Наименьшие энергетические затраты при раскалывании блоков камня наблюдаются по плоскостям, проходящим параллельно: для гранита продольным, для мрамора продольным и первично-пластовым системам трещин массива.

Относительная разница между прочностями на раскол, блоков камня по плоскостям в массивах гранита с плоскостями продольных и поперечных систем трещин, составляет в среднем 12-14%, продольных и первично-пластовых 21-34%, в массивах мрамора с плоскостями, поперечных и первично-пластовых 10-20%.

Удельные энергозатраты разрушения породы, отделяемой по ее напластованию, составили $0,25 \text{ kW}\cdot\text{h}/\text{m}^3$, а перпендикулярно напластованию породы – $0,6 \text{ kW}\cdot\text{h}/\text{m}^3$.

При формировании добычных технологических комплексов минимальные затраты труда на подготовку к выемке достигается расположением их плоскостей отделения от массива ($L*H$), параллельно распространению в массиве крутопадающих продольных трещин (S).

Показатели зависимости удельных энергозатрат (E) от энергии единичного удара (A), высоты разрушаемого слоя (H) и конструктивных параметров клиновидного инструмента ($\alpha, b, h_{ин}$) подчиняются параболическим законам. Эта зависимость определяется по следующей эмпирической формуле:

$$A = C_1 X^2 - C_2 X - C_0$$

где C_0, C_1, C_2 – безразмерные эмпирические коэффициенты.

При этом коэффициент корреляции составлял $R=0,98-0,99$.

Так, для погружения клина с углом заострения $\alpha=7^\circ$ соотношение энергии погружения на 4 и 1 см будет равно 13, а для клина с $\alpha=30^\circ-14$.

Исследованиями доказано, что при ударном разрушении клиновидным инструментом внутри шпура,

в оптимальном режиме независимо от типа породы и энергии единичного удара между глубиной разрушения (h) и шириной лезвия долота (b) с углом заострения $\beta=25-90^\circ$, удельная энергоёмкость разрушения изменяется по параболическому закону при условии следующего соотношения $h=(3\div 3,5)b$.

Экспериментальными исследованиями установлено, что процесс разрушения клиновидным инструментом имеет ярко выраженные оптимумы глубины разрушения, характеризующиеся минимальными удельными энергозатратами разрушения с шириной лезвия. $B=10\text{mm}$ – $h=70-100 \text{ mm}$; $b=25\text{mm}$ – $h=130-160 \text{ mm}$; $b=65\text{mm}$ – $h=190-220 \text{ mm}$.

Разработана новая технология добычи блоков кам-

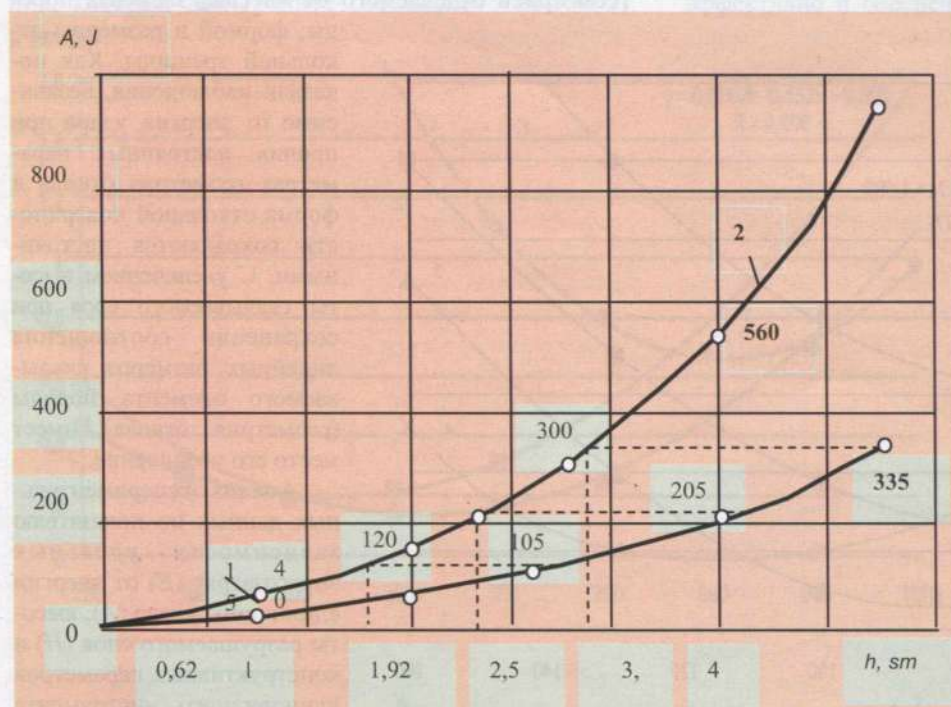


Рис. 9. Изменение величины работы A от глубины внедрения h в породу клиньев с углами заострения $\alpha=7^\circ$ (1) и $\alpha=30^\circ$ (2).



ня, предусматривающая бурение ряда параллельных шпуров и размещение в нем инструмента частотного действия, позволяющие разрушение межшпуровых полостей на всю глубину ее комбинированным управляемым действием статико-динамического воздействия, способствующим увеличению межшпуровых расстояний в 1,3÷1,7 раза и качественного откола строго по намеченному контуру.

Эффективность рекомендованных технологий определяется удельным объемом буровых работ на единицу и увеличением выхода блоков камня на 6–9%. При использовании отделения блоков камня с использованием клиновидного инструмента основные затраты приходится на процесс бурения шпуров, который на 15–36% меньше, чем гидроклиновой способ отделения блоков камня.

Библиографический список

1. Ржевский Г.В., Новик Г.А. Основы физики горных пород. –М.: Недра. 1973.
2. Методика определения вязкости разрушения (трещиностойкости) горных пород. – ИГД им. А.А. Скочинского, 1990.-15 с.
3. Ракишев Б.Р. Энергоемкость механического разрушения горных пород. Алма-Ата: Баспагер, 1988.-210 с.
4. Протасов Ю.И. Разрушение горных пород: Учебное пособие. –М.: МГТУ, 1995, 450 с.
5. Каркашадзе Г.Г. Механическое разрушение горных пород. Учебное пособие. –М.:МГТУ, 2004. 222 с
6. Кутузов Б.Н. Взрывное и механическое разрушение горных пород. М.: 1973. 311 с.

УДК 622.236.023:622.3

© Шарипов З.С., Райимов С.С. 2017 г.

ОСНОВНЫЕ КРИТЕРИИ И ЗАКОНОМЕРНОСТИ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ФИЗИЧЕСКИХ СВОЙСТВ МАССИВА НАРУШЕННЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

Шарипов З.С., главный инженер карьера "Мурунтау"; Райимов С.С., заместитель главного инженера карьера "Мурунтау" НГМК по горным работам.

Maqolada buzilgan kon jinsining fizik xususiyatlarini tiklanishga qaratilgan ilmiy izlanishlar keltirilgan. Buzilgan kon jinslarining elastik modulining xarakterli o'zgarishi undan o'tadigan to'lqin tezligiga bog'liq bo'lib olingan natijalar ko'rsatadiki, buzilgan kon jinsida to'lqin tezligining buzilmagan kon jinsi orqali o'tadigan to'lqin tezligining nisbatini saqlanish koeffitsienti deyilganda to'lqin tezligining boshlang'ich kon jinsidan o'tish tezligi oshadi.

Tayanch iboralar: *buzilgan va buzilmagan kon jinsi, yoriq tarmog'i, elastic moduli, gamma-gamma kartonaj, kon jinslarining mustahkamligi kamaygan chegarasi, bo'ylama va ko'ndalang to'lqin, Puasson koeffitsienti, kvaziplastik yemirilish, plastik-ellastik tavsif, seysmoakustik usul, kon jinsining boshlang'ich zichligi, saqlanish koeffitsienti, mas-sivning fizik hususiyati, ko'ndalang to'lqinnig boshlang'ich tezligi, kon jinsining egiluvchanlikka qarshiligi.*

The article presents the results of a study on the restoration of physical properties of an array of disturbed rocks. A characteristic feature of the modulus of elasticity of disturbed rocks is its dependence on the initial velocity of the wave. The analysis of the obtained data shows that if we take the ratio of the speed of the wave in the zone of disturbances to the wave velocity in the original rock as a factor of conservation of rocks, then, depending on the velocity of the wave in the original rock, the conservation factor Changes in accordance with the dependence, the higher the initial strength of the rocks, their fragility, the greater the decrease, the higher the loss of the preservation of the rocks.

Key words: *dislocated and undisturbed rocks, cracking pattern, elasticity modulus, gamma-gamma logging, zone of weakness of rocks, transverse and longitudinal waves, Poisson ratio, quasiplastic demolition, elastic plastic characteristic, seismic-acoustic method, original density of rocks, safety factor, physical properties of an array, initial velocity of longitudinal wave, resistance to rocks shear.*

Исследованиями [1] установлено, что по генезису и протяженности трещины выделены следующие классы: **трещины 1-го класса** являются следствием дефектов кристаллической решетки, зарождающихся в процессах возникновения и развития отдельных кристаллов, они имеют протяженность в пределах от $1 \cdot 10^{-9}$ до

$1 \cdot 10^{-5}$ м. **Трещины 2-го класса** - микротрещины возникают как следствие дефектов микрокристаллического цемента в процессах диагенеза осадков или кристаллизации магм. Имея протяженность в пределах от $1 \cdot 10^{-5}$ до $1 \cdot 10^{-2}$ м, микротрещины влияют на сопротивление пород при бурении, разрушении и измельчении в дробилках.

Трещины 3-го класса имеют протяженность от $1 \cdot 10^2$ до $1 \cdot 10^3$ м, которые могут быть открытыми или заполненными другими породами, продуктами метаморфизма или выветривания. Они оказывают наибольшее влияние на процесс разрушения массивов горных пород при их выемке и рыхлении, сдвигениях, оползнях обвалах. **Трещины 4-го класса** – разрывы, являются следствием глубинных подвижек массивов горных пород в процессах формирования земной коры. Эти трещины имеют протяженность $1 \cdot 10^2 - 1 \cdot 10^3$ м. Обычно, чем длиннее трещины разрыва, тем больше степень дробления горных пород, прилегающих к этому разрыву. Это обуславливает формирование системы микро-трещин опережающих данный разрыв, выделяя в массиве зону разрыва как зону повышенных трещиноватости и деформируемости. Наконец, **трещины 5-го класса** – крупные тектонические разрывы или региональные трещины, являющиеся следствием региональных тектонических процессов, могут иметь протяженность от $1 \cdot 10^3$ до $1 \cdot 10^5$ м. Их линейные размеры превышают размеры объектов, рассматриваемых в процессах добычи полезных ископаемых гидротехнического строительства.

Таким образом, с позиции оценки процессов разрушения пород с трещинами 1-го и 2-го классов не могут быть отнесены к числу трещиноватых; они рассматриваются в данном случае как монолитные, изотропные. Породы с трещинами 3-го класса являются трещиноватыми, степень трещиноватости их должна оцениваться в конкретном случае. Породы с трещиноватостью 4-го и 5-го классов представляют интерес лишь для решения региональных геологических задач.

При изучении характера восстановления первичных свойств горных пород в зависимости от приведенного расстояния был произведен анализ полученных результатов, который показывает, что наиболее быстро в зависимости от приведенного расстояния $R / \sqrt{Q} = \bar{R}$ восстанавливаются упругопластические свойства нарушенных горных пород - скорости продольной и поперечной волн, что может быть выражено формулами:

$$\frac{C_{P_i}}{C_{P_0}} = \left[1 - \frac{1}{(1 + \bar{R})^{2,5}} \right] \quad \frac{C_{S_i}}{C_{S_0}} = \left[1 - \frac{1}{(1 + \bar{R})^{2,5}} \right] \quad (1)$$

где C_p – текущая скорость продольной волны в нарушенных породах, м/с; C_{P_0} – начальная скорость продольной волны) м/с; C_s – текущая скорость поперечной волны в нарушенных породах, м/с; C^* – начальная скорость поперечной волны, м/с; R – текущее приведенное расстояние R / \sqrt{Q} ; R – расстояние от места взрыва, м; Q – масса заряда ВВ, кг.

Более медленно происходит восстановление плотности нарушенных горных пород, что связано с возникновением и длительным существованием в них раскрытой сети микро и макротрещин.

Исследования, проведенные по изучению плотности горных пород в указанных зонах с исполь-

зованием методики гамма-гамма каротажа, позволили выявить характер этого восстановления, который может быть выражен формулой

$$\frac{\rho_i}{\rho_0} = \left[1 - \frac{1}{(1 + \bar{R})^{1,5}} \right] \quad (2)$$

где ρ_i – текущая плотность нарушенных горных пород, kg/m^3 ; ρ_0 – начальная плотность горных пород, kg/m^3 .

Как следствие изменения по указанным законам плотности и скорости продольной и поперечной волн, в соответствии с общим выражением изменяется и модуль упругости. Однако восстановление модуля упругости в зонах формирования свойств нарушенных горных пород происходит в силу его функциональной зависимости от ρC_p^2 значительно медленней, подчиняясь зависимости

$$\frac{E_i}{E_0} = \left[1 - \frac{1}{\sqrt[4]{(1 + \bar{R})^3}} \right] \quad (3)$$

где E_i – текущий модуль упругости нарушенных горных пород, МПа; E_0 – начальный модуль упругости, МПа.

Медленным восстановлением модуля упругости объясняется необходимость укрепления нарушенных взрывами бортов карьеров, гидротехнических тоннелей, каньонов и опорных бортов скальной врезки при строительстве ГЭС. Одним из таких методов является укрепительная цементация горных пород после проведения массового взрыва, эффективность которого оценивается сейсмоакустическими методами.

Характерной особенностью изменения модуля упругости нарушенных горных пород является его зависимость от исходной скорости продольной волны. Анализ полученных данных показывает, что если

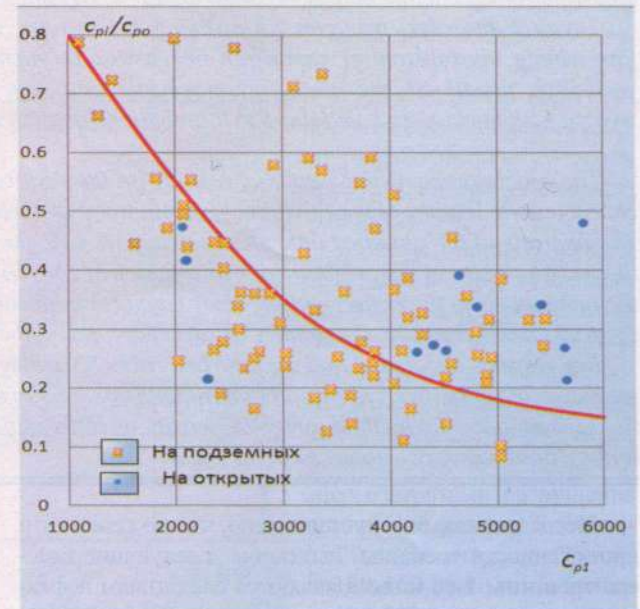


Рис. 1. Изменение коэффициента сохранения свойств массива горных пород в зависимости от исходной скорости продольной волны.



принять за коэффициент сохранности пород отношение скорости волны в зоне нарушений к скорости волны в исходной породе C_{pi}/C_{p0} , то в зависимости от скорости волны в исходной породе C_{p0} коэффициент сохранности изменяется в соответствии с зависимостью, приведенной на (рис. 1): чем выше начальная прочность пород, их хрупкость, тем больше снижается отношение C_{pi}/C_{p0} , тем выше потери сохранности пород.

Следовательно, если с точки зрения глубины нарушения или радиуса распространения ослабленной зоны, повышение начальной прочности горных пород, характеризуемое повышением скорости продольной волны, имеет положительное значение, так как при этом глубина нарушенной зоны уменьшается, то с точки зрения интенсивности этих нарушений, снижение упругопластических свойств горных пород, главным образом модуля их упругости, ведение работ в крепких, но хрупких породах связаны с повышенной потерей сохранности, так как при этом отношение C_{pi}/C_{p0} снижается более резко именно в прочных, но хрупких породах, чем в менее прочных, но податливых, сжимаемых породах.

Как следствие снижения в нарушенных зонах скоростей продольной и поперечной волн, при формировании физических свойств нарушенных горных пород существенно изменяется и коэффициент Пуассона. Анализ экспериментальных данных при этом позволил установить, что в целом при формировании физических свойств нарушенных горных пород повышенной трещиноватости коэффициент Пуассона существенно повышается.

Анализ данных (рис. 2) показывает, что если в ненарушенном состоянии с повышением скорости продольной волны коэффициент Пуассона повышается, характеризуя повышение вязкости пород, то при нарушении массива отношение коэффициентов Пуас-

сона в ненарушенном и нарушенном массивах μ/μ_0 с увеличением скорости продольной волны снижается, стремясь в пределе к 1. Полученные экспериментальные данные характеризуются достаточно высоким их разбросом. С теоретической точки зрения, это явление характеризует сохранение в более прочных породах склонности к хрупкому разрушению даже в нарушенном состоянии, в породах же, в естественном состоянии более подверженных вязкому пластическому или квазипластическому разрушению, эта склонность повышается, что отражается в увеличении коэффициента Пуассона.

Наряду с исследованием упругопластических свойств горных пород [1] получены закономерности восстановления и прочностных свойств горных пород в зонах нарушений. Установлено, что наиболее быстро восстанавливается прочность горных пород на сжатие, это может быть выражено формулой вида:

$$\frac{\sigma_{C_i}}{\sigma_{C_0}} = \left[1 - \frac{1}{(1+R)} \right] \quad (4)$$

где σ_{C_i} – текущее сопротивление сжатию нарушенных пород, МПа; σ_{C_0} – начальное сопротивление горных пород сжатию, МПа.

Медленнее происходит восстановление прочности пород на сдвиг, характеризуемое зависимостью:

$$\frac{\sigma_{S_i}}{\sigma_{S_0}} = \left[1 - \frac{1}{(1+R)} \right] \quad (5)$$

где σ_{S_i} – текущее сопротивление сжатию нарушенных пород, МПа;

σ_{S_0} – начальное сопротивление пород сдвигу, МПа.

И наиболее медленно происходит восстановление прочности пород на растяжение, что соответствует механизму разрушения горных пород при растяжении, вытекающему из диаграммы механического состояния материалов: сохранение в среде малейшей трещины, микропустоты или какой-либо

иной неоднородности ведет к резкому снижению прочности на растяжение, что и отражается в полученных закономерностях и соответствующей этим закономерностям формуле:

$$\frac{\sigma_{P_i}}{\sigma_{P_0}} = \left[1 - \frac{1}{\sqrt[3]{(1+R)}} \right] \quad (6)$$

где σ_{P_i} – текущее сопротивление растяжению нарушенных пород, МПа; σ_{P_0} – начальное сопротивление пород растяжению, МПа.

Таким образом, механизм восстановления физических свойств нарушенных горных пород и геометрические параметры их зон в некотором объеме радиусом $R/\sqrt[3]{Q}$ представляются достаточно сложными и требуют тщательного и дифференцированного подхода к их определению. Характерной особенностью формирова-

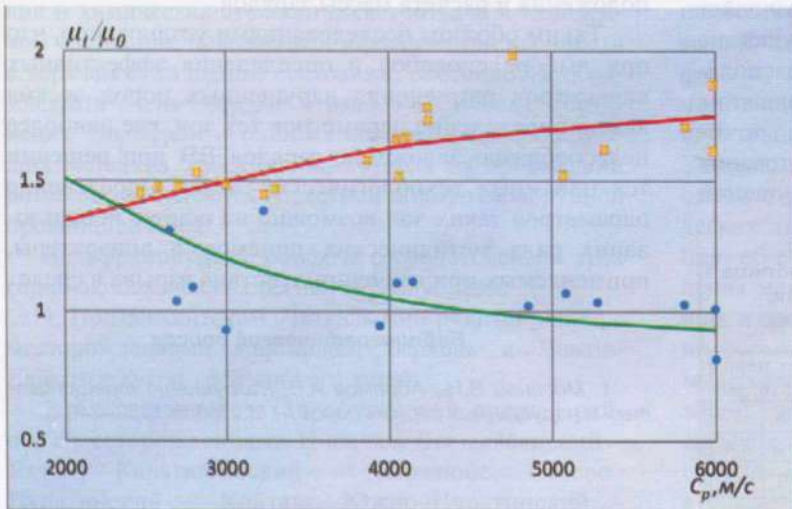


Рис. 2. Изменение коэффициента Пуассона в ненарушенном массиве и его относительной величины в нарушенном массиве в зависимости от исходной скорости продольной волны:

1 – коэффициент Пуассона; 2 – отношение коэффициента Пуассона в нарушенном массиве к коэффициенту Пуассона в ненарушенном массиве.

ния физических свойств нарушенных горных пород, помимо снижения и последующего восстановления упругопластических и прочностных характеристик, является ещё и то, что при этом изменяется степень неоднородности и анизотропии горных пород.

Анализ данных исследований на открытых и подземных горных работах, а также в гидротехническом строительстве, показывает (табл. 1), что в ненарушенном состоянии скорость звука в массиве горных пород изменяется от 1000 до 7000 m/s при общем коэффициенте вариации около $\pm 32\%$ и средней ее величине около 3800 m/s при коэффициенте Пуассона 0,32. При проведении замеров во II и III зонах массивов нарушенных горных пород размах в изменении скорости распространения продольных волн составил 500-5000 m/s при общем коэффициенте вариации около $\pm 22\%$, и средней скорости, характеризующей состояние таких нарушенных массивов, 2300 m/s при коэффициенте Пуассона 0,35. При этом характерно не только существенное изменение количественных параметров, определяющих характер массивов горных пород в ненарушенном и нарушенном состоянии, но и самой функции распределения пород по скорости (рис. 3).

Существенное смещение медианы в нарушенных горных породах влево по отношению к ненарушенным породам и снижение степени неоднородности пород отражается в снижении коэффициента вариации их свойств, создает ряд благоприятных условий для проведения расчетов и выбора рациональных параметров ведения горных работ в таких относительно стабилизированных условиях.

Анализ выполненных исследований позволяет заключить, что наиболее эффективно разрушению взрывов подвергаются нарушенные породы, располагаемые во II или III зонах нарушенности. Разрушение нарушенных пород, располагаемых в I зоне, почти полностью исключает возможность использования здесь энергии взрыва так как степень их нарушений чрезвычайно высока.

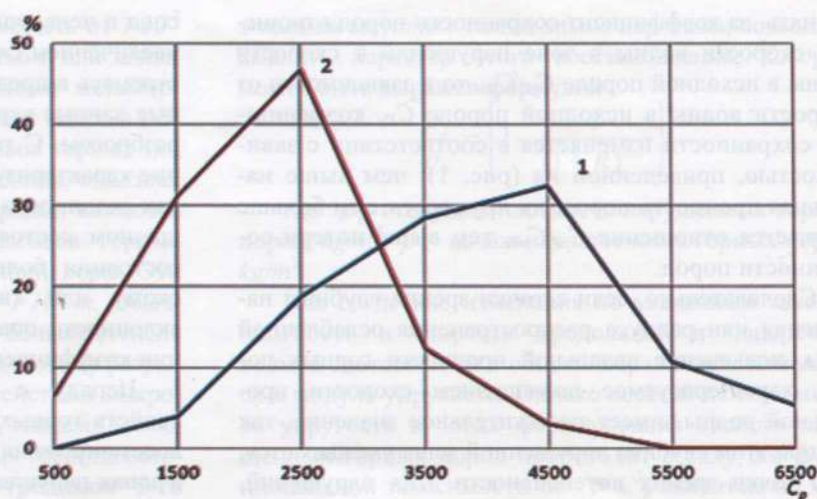


Рис. 3 Распределение горных пород по скорости продольной волны в ненарушенных 1 и нарушенных 2, массивах горных пород.

При разрушении нарушенных пород, располагаемых в IV зоне, действие взрыва может быть приравнено его действию в нормальных условиях пород с естественной трещиноватостью. Исходя из этого, представляется возможным классифицировать способы разрушения нарушенных горных пород взрывом по крайней мере на три самостоятельные группы:

- I – при расположении зарядов непосредственно в массиве нарушенных горных пород, т. е. во II или III зонах;
- II – при расположении зарядов на контакте с массивом нарушенных горных пород, т. е. на границе между III и IV зонами;
- III – при расположении зарядов в глубине массива ненарушенных горных пород, т. е. в области IV зоны.

Такой методический подход к выбору места заложения скважинных зарядов ВВ определяет соответствующий подход к расчету параметров их расположения и расчета массы зарядов.

Таким образом исследованиями установлено, что при выборе способов и определения эффективных параметров разрушения нарушенных пород весьма важно определение параметров тех зон, где наиболее целесообразно заложение зарядов ВВ при решении тех или иных технологических задач. Определение параметров таких зон возможно на основе использования ряда методических приемов и аппаратуры, применяемых при изучении действия взрыва в среде.

Библиографический список

1. Мосинец В.Н., Абрамов А.В. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. – М.: Недра. 1982, -248 с.

Таблица 1
Вероятность распределения горных пород по скорости распространения продольных волн.

Состояние массива	Вероятность распределения горных пород (%) по скорости продольных волн, $10^3 m/s$						
	Менее 1	1-2	2-3	3-4	4-5	5-6	6-7
Ненарушенный	0,0	4,0	18,8	28,5	32,5	10,8	5,4
Нарушенный	6,6	31,2	46,85	2,4	12,4	0,0	0,0

НОВЫЕ ТИПЫ ВОЛЬФРАМОВОГО ОРУДЕНЕНИЯ КАРАТЮБЕ-ЧАКЫЛКАЛЯНСКОГО РУДНОГО РАЙОНА

Жураев М.Н., ассистент кафедры «Геология полезных ископаемых и разведочные работы» ТашГТУ; Тураев Т.Н., главный геолог ГП «Южно-Узбекистанская ГСПЭ».

O'zbekistonda ko'p yillik geologik izlanishlar natijasida volfram konlarining 4 ta geologik-sanoatbop turi ajratilgan. Shu kungacha Qoratepa-Chaqilkalon ma'danli rayonida sheyelitli-skarn tarkibli volfram ma'danlari tarqalgani aniqlangan. Bugungi kunga kelib, bu xududda volfram ma'danlarining minerallashgan granitoidlarda joylashgan gussay turi va alyumosilikat jinslar bo'yicha rivojlangan polikomponentli metasomatitlarda joylashgan sarikul turi aniqlandi. Bu yangi turlarning chamalangan saloxiyati baholandi. Ularning yirik konlar uchun indikator ahamiyatiga egaligi qayd etilgan holda, muayyan ijtimoiy, geografik va iqtisodiy vaziyatlarda o'zlashtirishga jalb etilishi mumkinligi e'tirof etildi.

Tayanch iboralar: oltin-volfram ma'danlashuvi, Karatyube-Chaqilkalon ma'danli rayoni, Yaxton, Choshtepa, Hodjadik, alyumosilikat jinslar, metasomatitlar, gussoy volframli ma'dan turi, sarikul volframli ma'dan turi, skarn-sheelitli tur, polikomponentli metasomatit jinslar, ma'danlarning geologik-sanoat turi.

In Uzbekistan for long-term geological researches 4 geological and industrial types of wolfram fields are revealed. So far in the Karatyube-Chakylkalyansky ore field wolfram mineralization of skarnovo-sheelitovy type has been studied. By today in this area wolfram mineralization of Gussaysk type in the mineralized granitoids, and sarykulsk type in the multicomponent metasomatite broken on alyumosilikatny breeds is revealed. Perspective potential of these two, types, new to the area, is estimated. Though these types have indicator value for large-scale deposits to a large extent, but -economically favorable conditions can serve in a social geografo as an operation subject.

Key words: gold-wolfram mineralization, Karatyube-Chakylkalyansky ore district, Yahton, Chashtepa, Hodjadik, aluminosilicate rocks, metasomatite, gussay wolfram ore type, sarakul wolfram ore type, skarno-sheelit type, polycomponent metasomatite rocks, geological-industrial types of ores.

Широкое применение вольфрама при производстве высококачественных сталей (как легирующей добавки), твердых кислотоупорных и прочих спецсплавов, а также в электротехнике (лампы накаливания) и радиоэлектронике, определили замечательные свойства этого элемента: – высокая температура плавления и химическая стойкость, светоотдача в наковленном состоянии, повышенная механическая прочность в горячем и холодном состоянии, способность образовывать очень твердые и износостойчивые соединения. Вольфрам – один из основных профилирующих металлов Узбекистана, которая на протяжении более 50 лет является известной вольфраморудной провинцией мира.

Вольфраморудные объекты сосредоточены в трех горно-экономических регионах республики:

1. Приташкентском (Чаткальский рудный район, с месторождениями Саргардон, Баркрак и Чавата-Дайковое кварц-грейзенового типа);

2. Самаркандском (Зирабулакский рудный район, с месторождениями Ингичке, Чакылкаянский – Яхтон, Каратюбинский – Каратюбе, Северо-Нуратинский – Койташ, Южно-Нуратинский – Лянгар); эти месторождения скарнового типа приурочены к гранитоидам C_3-P_1 в Зарафшано-Алайской и Зарафшано-Туркистанской металлогенических зонах Южного Тянь-Шаня;

3. Кызылкумском (Турбайский рудный район с месторождениями Сарытау и Саутбай в Южно-Букантауской зоне Южного Тянь-Шаня) [2].

Имеющаяся классификация вольфраморудных формаций Узбекистана по принципам построения различны. М.С. Кучукова и др. (1971 г.) в качестве наиболее крупных единиц выделяют семейства формаций, связанных с определенными интрузивными фазами, с более подробным расчленением на формации, в зависимости от глубинности рудогенерирующих гранитоидов. Классификация, предлагаемая В.Н. Ушаковым (1991 г.), составлена путем сочетания, с одной стороны, рудно-формационных и морфологических типов, несущих главную целевую информацию об объектах и определяющих основные направления методики поисков, с другой – рудогенерирующих и сопряженных с ними рудных комплексов. Рудно-формационные типы имеют устойчивый набор минеральных ассоциаций и геолого-структурных позиций, послуживших основой для их систематики. Для каждого типа охарактеризованы ряды геохимической зональности, вертикальный размах оруденения, а также признаки, определяющие состав, характер распределения и качества руды: минералого-геохимический тип, его изменчивость в зависимости от уровня эрозионного среза, удельная продуктивность оруденения, средние содержания, площадной

коэффициент рудоносности, попутные полезные компоненты [3].

Анализ новой информации по известным классификациям региона, позволяет предложить обобщающую классификацию, в которой выделены четыре геолого-промышленных типа: скарновый и апоскарново-скарноидный пластовые, полевошпат-кварцевый и кварцево-грейзеновый жильно-штокверковые [2].

Основной минерагенический потенциал вольфрама Каратюбе–Чакылкалянского рудного района долгие годы связывался со скарново-шеелитовой формацией, представленной рядом месторождений (Яхтон, Чаштепа, Ходжадык, Каратюбе) и множественном рудопроявлении.

Для Чакылкалянского сектора минерагенические построения были основаны на представлениях о двухслойной модели геодинамического разреза, типичной для областей развития олистостромовых формаций и шарьяжей. Нижний слой – автохтон – представляет зональную структурную мегаединицу, развивающуюся в режиме пассивной континентальной окраины и включающей в себя палеозойские толщи от шахриомонской флишевой формации ордовикского возраста до раннекаменноугольной пушневатской флишевой формации [3].

Верхняя часть геодинамической структуры, сформированной в ходе коллизионной стадии ($C_{2,3}$), представлена разнообразными тектоническими пакетами, пластинами, олистостромами, формациями «дикого» флиша, в составе аллохтонных включений которого фиксируются многие нижне-среднепалеозойские образования.

Весь объем скарноворудных полей Чакылкалянского сектора района, содержащих промышленное вольфрамовое оруденение, связан с породами основной фазы яхтонского интрузивного комплекса. Скарновые тела контактового, межпластового, штокверкового и секущего морфотипов формируются по разнообразным карбонатным породам мадмонской и шингской свит автохтона.

По составу скарны подразделяются на пироксеновые, гранат-пироксеновые и гранатовые, с амфиболом и эпидотом. Наиболее благоприятным условием для образования шеелита является период формирования геденбергитовых скарнов, преимущественно мономинеральных, в меньшей степени с незначительной долей гранатов. Шеелит сингенетичен и близок по времени к осаждению скарнообразующих минералов. Об этом свидетельствует одинаковая раскристаллизованность шеелита, пироксенов и гранатов и одновременная перекристаллизация шеелит-гранат-геденбергитовых агрегатов на участках постскарновых изменений. Характерно также отсутствие подводящих трещин с жильными минералами к зернам шеелита, что указывает на его наложенный характер, а также уменьшение содержания шеелита на участках повышенной сульфидизации скарнов, соответствующей

раннегидротермальной стадии кислотного выщелачивания, при которой шеелит наряду с пироксенами становится неустойчивым минералом. Скарновая стадия связанная с формированием шеелит-гранат-пироксенового парагенезиса, отложениями золота не сопровождается [1].

Ранние повышенные концентрации золота в скарнах связаны с начальными этапами стадии кислотного выщелачивания. В позиции экзоконтакта на этой стадии по мономинеральным пироксеновым разностям развивается амфибол-пирротиновая минерализация, а по гранатосодержащим разностям – эпидотовая и эпидот-хлоритовая. В зоне эндоконтакта осветленные и пирротинизированные породы в глубь, от контакта интрузива распространяются на десятки метров. Плагноклаз в таких породах нередко полностью серитизирован, а пирротин развивается по первичным темноцветным минералам (биотиту и амфиболу) и распределен в новообразованной породе довольно равномерно, составляя 3–5% ее объема (реже до 10%). По времени образования амфиболизация пироксенов и замещение гранатов эпидотом и хлоритом является более ранним, чем пирротинизация. Золото этого этапа связано с пирротинном и устанавливается в его тонкозернистых агрегатах в виде пылевидных зерен, встречающихся совместно с базовисмутином и самородным серебром [4].

Амфиболизация, эпидотизация и сульфидизация начальных этапов стадии кислотного выщелачивания, контролируются зонами постскарновой мелкой трещиноватости, захватывающими обширный ареал распространения скарновых тел и, создающими в них, относительно низкие, но стабильно повышенные концентрации золота.

Наиболее значимым скарново-шеелитовым проявлением Каратюбинского сектора является месторождение Каратюбе, скарново-рудные тела которого приурочены к экзоконтакту Сарыкульского интрузива и сформированы по прослоям карбонатных пород в метаморфических сланцах, в основном в виде межпластовых залежей (рис. 1). В составе известковых скарнов преобладают пироксены диопсид-салит-геденбергитового ряда в ассоциации с гранатом, везувианом и волластонитом. Наиболее богаты вольфрамом везувиан-гранатовые скарны (72% этих скарнов рудоносны), менее богаты гранатово-пироксеновые (рудоносны 55%).

Вокруг рудных тел месторождения Каратюбе получили развитие полиэлементные ореолы, представленные совокупностью моноэлементных ореолов W, Be, Mo, Sn, Cu, Zn, P, Ba. Основными типоморфными элементами оруденения являются W, Be и Sn. Они связаны друг с другом пространственно и генетически между вольфрамом, оловом и бериллием; бериллием и оловом (у последних существует устойчивая положительная связь). Второстепенными элементами – индикаторами являются молибден, цинк, медь, барий и фосфор.



К началу нового этапа работ потенциал Южного Узбекистана на вольфрам считался ограниченным, однако геологоразведочные работы, проведенные сотрудниками ГП «Южно-Узбекистанская ГСПЭ», позволили выявить промышленное вольфрамовое оруденение новых рудно-формационных типов. Основными из них являются вольфрамоносные зоны минерализованных гранитоидов (гуссайский тип) и вольфрамоносные поликомпонентные метасоматиты по алюмосиликатным породам (сарыкульский тип).

Субстратом для формирования рудоносных метасоматитов сарыкульского типа, развитого в Каратюбинском секторе, явились глубоко преобразованные метаморфическими процессами осадки матрикса олистоstromовой толщи $S_{2,3}$, относимые в последние годы к маргузорской свите. В результате регионального, контактового и динамометаморфизма, первичные осадочные породы преобразованы в разнообразные слан-

цы, основой которых являются кварц-полевые шпаты-слюды (биотит, мусковит, серицит, хлорит) и амфибол.

Постмагматические процессы гидротермального воздействия на сформированные метаморфические сланцы в тектонически-ослабленной зоне северо-западного простирания, приводят к перегруппировке минеральных компонентов и появлению новых минеральных ассоциаций, формирующих разнообразные породы ряда: скарноиды-биотит-полевошпат-кварцевые и серицит-хлорит-кварц-полевошпатовые метасоматиты. Появление различных образований в этом ряду возможно связано с соотношением карбонатного, пелитового и псаммитового компонентов в дометаморфическом субстрате и в унаследованности процесса от ранних метаморфических стадий до позднего метасоматоза. Породы биотит-полевошпат-кварцевые и серицит-хлорит-кварц-полевошпатовые состава, а также скарноиды образуют единый ряд

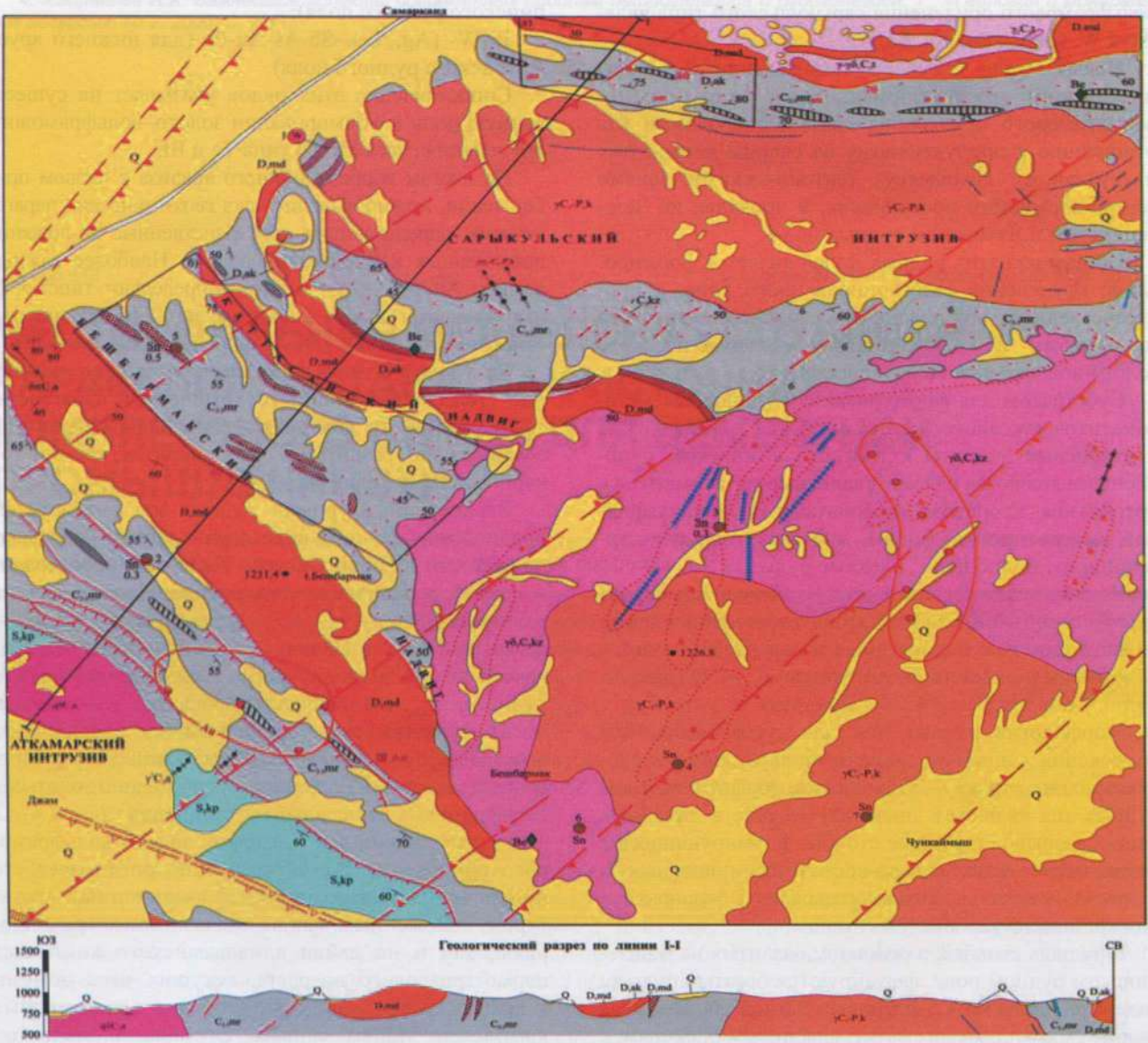


Рис. 1. Схематическая геологическая карта Каратюбинского рудного поля.

метасоматитов с нечеткими границами между ними и большой группой жильных минералов (кварц, плагиоклаз, серицит, кальцит и возможно амфибол), придающими специфику отдельным метасоматитам.

Оруденение сарыкульского типа приурочено к тектонически-ослабленной зоне северо-западного долгоживущего разлома, выраженного серией субпараллельных тектонических швов; даек ультракислых гранитоидов; тектонических пакетов, сформированных по линейным олистолитам известняков и кремнистых сланцев; линейных тел метасоматитов разнообразного состава. Основными морфотипами рудных тел сарыкульского типа являются плитообразные минерализованные залежи и разнообразные линзы.

Рудные тела характеризуются средними содержаниями триоксида вольфрама 0,5-0,8%. Шеелит является главным и единственным вольфрам-содержащим минералом, определяющим практическую значимость руд. Типоморфными элементами вольфрамового оруденения сарыкульского типа являются W, Cu, Bi, Sn, Au, Te, Ag.

Новый для Северо-Чакылкалянской зоны (гуссайский) рудно-формационный тип золото-вольфрамового оруденения связан, с поздними (по отношению к продуктивному на скарны яхтонскому интрузивному комплексу) тектоническими зонами северо-восточного простирания, и проявлен на Чаштепинском и Яхтонском рудных полях.

Общим для этих рудных полей является формирование оруденения телескопированного типа, с пространственным совмещением скарново-шеелитового (с золотом) и гидротермально-метасоматического золото-вольфрамового оруденения.

Субстратом для формирования рудоносных метасоматитов гуссайского типа являются гранодиориты и кварцевые диориты яхтонского комплекса. Рудоносными являются альбит-кварцевые метасоматиты с ортоклазом, хлоритом, карбонатами и полисульфидной минерализацией (пирит, марказит, пирротин, арсенопирит, молибденит, блеклые руды).

Рудные тела локализуются в разрывных структурах северо-восточного и широтного направлений в Чаштепинском рудном поле и северо-восточного и субмеридионального направлений в Яхтонском рудном поле [2].

Морфология рудных тел для гуссайского типа оруденения напрямую зависит от характера рудокализирующих структур. Основными морфотипами для рудных тел являются линзовидные тела в линейных частях разрывов и рудные столбы, формирующиеся в зонах пересечения северо-восточных, широтных и субмеридиональных дизъюнктивов, под экраном пород кремнисто-карбонатных толщ.

В рудных столбах, в основном развитых на Чаштепинском рудном поле, формируются богатые руды (с содержанием WO_3 1,5-2 и более %) приуроченные к кварц-гематитовым и гематит-кварцевым брекчиям, с наложенной сульфидной минерализацией.

Основным вольфрам-содержащим минералом в рудах гуссайского типа является шеелит, образующий, в основном, тонкую вкрапленность, реже-мелко-агрегативные скопления. Кроме него, в рудах присутствуют тунгстит, меймакит, ферритунгстит и гидротунгстит. В зоне окисления более распространенными являются гидроокисные формы. Помимо описанных минералов вольфрама в рудах, предполагают наличие коллекторы вольфрам-содержащего вещества в невыясненной минеральной форме, осаждаемого на окисные минералы железа.

Геохимия оруденения гуссайского типа четко определяется полистадийностью рудного процесса. Для анализа распределения рудных элементов были рассчитаны коэффициенты интенсивности накопления элементов в рудах, относительно их кларков в земной коре. В результате, получен следующий ряд коэффициентов (кларков) – концентрации:

Bi-Te-Au-W-Sb-As-Mo-Ag-Se-Cu-Sn (для Чаштепинского рудного поля);

Bi-W- (Ag, Te) -Sb-As-Au-Pb (для нижнего яруса Яхтонского рудного поля).

Сопоставление этих рядов указывает на существенную роль в формировании золото-вольфрамового оруденения гуссайского типа Te и Bi.

По итогам корреляционного анализа в первом приближении, можно выделить ряд геохимических парагенезисов, определяющих пространственные положения повышенных концентраций золота. Наиболее важные из них: Au-W, Au-As, Au-Te – определяют типоморфные элементы золото-вольфрамового оруденения гуссайского типа (Au, W, Bi, As и предположительно Te).

На уровне рудных столбов, намечается совмещение (телескопирование) геохимических парагенезисов, в основном в позициях экранирования минерализованных зон, развитых в гранодиоритах, кремнисто-карбонатными толщами.

Верхнерудный уровень рудных зон фиксируется, предположительно, в виде серии тонких кварцевых прожилков, имеющих северо-восточное простирание и сопровождающихся повышенными содержаниями золота, коррелирующихся с сурьмой, серебром, свинцом и мышьяком. Наличие различных парагенезисов золота, связанных с дискретным характером развития рудного процесса, позволяет наблюдать их совмещение на участках телескопирования и предполагать возможное пространственное разобщение с формированием золото-вольфрамовых и собственно золотых и вольфрамовых минеральных ассоциаций.

Постколлизийный возраст золото-вольфрамового оруденения гуссайского типа определяет его приуроченность к поздним деформационным структурам, наложенным, как на коллизийные гранодиориты, так и на дайки алмалысайского комплекса пермо-триасового возраста, секущих весь домезойский разрез, верхнепалеозойские гранитоидные комплексы и, во многих случаях, и надвиго-шарьяжные структуры.



Предварительно оцененный потенциал триоксида вольфрама на объектах новых рудно-формационных типов в Каратюбе-Чакылкалянском рудном районе позволяет обрабатывать его как открытым, так и подземным способами.

Первичные руды гуссайского и сарыкульского типа в технологическом отношении просты и их флотационная схема переработки не имеет принципиальных отличий от схем, ранее эффективно применяемых на горно-обогатительных предприятиях с аналогичными рудами (Ингичке, Койташ). Для окисленных руд гуссайского типа ГП «Ингичкинская опытно-технологическая экспедиция» разработаны методы щелочного выщелачива-

ния руды, позволяющие добиться извлечения в раствор 85–90% триоксида вольфрама.

Таким образом, из вышеизложенного следует, что для вольфрамовых месторождений основными потенциально-промышленными типами республики являются скарновые и апаоскарново-скарноидные: Гумбетовый и, особенно, грейзенный типы, которые в большой мере имеют индикаторное значение для крупных месторождений, хотя в социально-географо-экономически благоприятных условиях они могут служить предметом эксплуатации. Ученные запасы вольфрама республики, с учетом погашения оцениваются довольно высоко. Прогнозные ресурсы же – вдвое больше.

Библиографический список

1. Ежков Ю.Б., Турамуратов И.Б. и др. Новые направления в региональной геохимии и металлогении вольфрама Узбекистана. Т., «Геология и минеральные ресурсы», № 5, 2007. С. 15-19.
2. Рудные месторождения Узбекистана – Ташкент: ГИДРОИНГЕО, 2001.- 611 с.
3. Ушаков В.Н. «Глубинный прогноз скарного швелитового оруденения» Из.-во ФАН. Ташкент. 1980 г. - 123 с.
4. Хамрабаев И.Х. Важнейшие аспекты современных проблем петрогенезиса и рудогенезиса. Т., «Геология и минеральные ресурсы», № 2, 2000. С. 3-11.

УДК 666.942

© Оразымбетова Г.Ж., Искандарова М.И. 2017 г.

МЕСТОРОЖДЕНИЯ МЕРГЕЛЕЙ РЕСПУБЛИКИ КАРАКАЛПАКИСТАНА, КАК ИСТОЧНИК КОМПЛЕКСНОГО СЫРЬЯ ДЛЯ ЦЕМЕНТНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Оразымбетова Г.Ж., старший научный сотрудник-исследователь ИОНХ АНРУЗ, канд. техн. наук, доцент; Искандарова М.И., руководитель НИИ и ИЦ «Стром» ИОНХ АНРУЗ, докт. техн. наук, профессор.

Maqolada kimyoviy, rentgenofaza, termogravimetrik, petrografik va IQ-spekrtometrik analizlar keltirilgan. Porlyitau mergelli izvestnyak kon jinsi tarkibiga kirib, u karbonat kalsiy, magniy arashmalaridan tashkil topgan bo'lib, aralashma chaqmoqtoshli tuproq va gil tuproqdan tashkil topgan bo'lib uni tarkibida sulfat kalsiy gips shaklida uchraydi. Kichiklashtirilgan rasmdan mergelning asosiy qismi gidroslyuda, montmorillonit aloxida galualizit xamga organikaning kokkolitofora ustki qobig'ining qoldiqlaridan tashkil topgan.

Tayanchiboralar: *mergel, gilli kon jins, kal'sitlar, kalsiyli korbanatlar, magniy karbonati, yarim dispersli suspenziya, gidroslyuda, montmorillonit, galuazit, difraktogramma, endotermik effekt, kimyoviy tarkib, rentgenofazali analiz, kalsiyli sulfat, gips.*

The results of chemical, X-ray phase, thermogravimetric, petrographic and IK spectroscopic analyzes are presented in the article. According to chemical analysis, Porlitau marl refers to calcareous marl, which is a mixture of calcium and magnesium carbonates, compounds of silica and alumina, some calcium sulphate in the form of gypsum. It can be seen from the micrograph that the major part of the marl is represented by hydromica, montmorillonite, single haloisite, and also organic matter in the form of remnants of the shell of coccolithophora.

Key words: *marl, argillaceous rock, tiffs, calc-spar, magnesite, semi-dispersed suspension, illite, montmorillonite, galoisite, diffractogram, endothermic effect, endothermic effect, chemical composition, rhengen phase analysis, calcium sulfate, gypsum.*

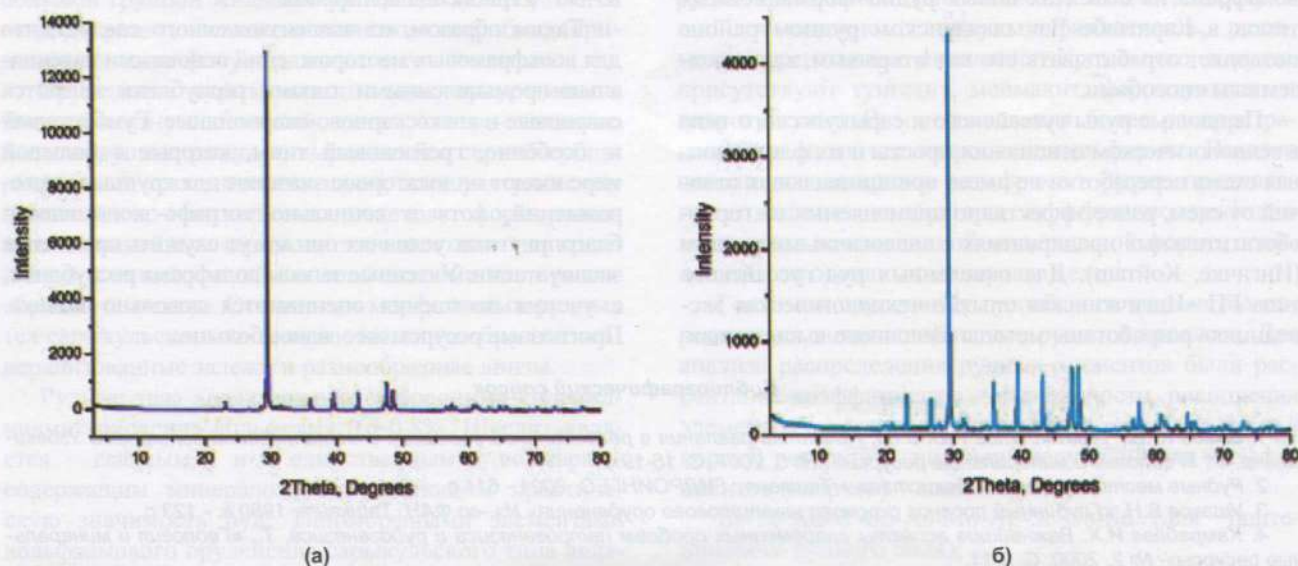


Рис 1. Дифрактограммы мергелей Акбуллинского (а) и Порлытауского (б) месторождения.

Мергели представляют собой гомогенную смесь кальцита, иногда доломита, глины и тонкого кварцевого песка. Они образуются в результате отложения карбонатов и глинистых пород. По химическому составу мергели весьма разнообразны. Имеются разновидности, состоящие из мелкозернистого кальцита, в массе которого неравномерно распределена глинистая порода. В других разновидностях глинистая порода содержит мелкие зёрна кальцита, кварца, полевого шпата и др. [1].

По данным экспедиции “Химгеолнеруд” [1] по запасам и доступности для использования исследуемые мергели Акбуллинского и Порлытауского месторождений наиболее перспективны.

Акбурлы расположен в 10 km к северу от села Назархан на правом берегу Амударьи. В 1959 г. экспедицией “Химгеолнеруд” обследованы мергели пологонового возраста слагающие останец Акбурлы. Пласт мергеля прослеживается на 300 m при мощности 10 m. Геологические запасы определены в 120 тыс. m³, вскрыши отсутствуют. Некоторые горизонты мергелей по составу приближаются к “натуралу”, пригодному без корректирующих добавок для цемента. Запасы могут быть значительно увеличены за счёт разведки гряды, расположенной в 4 km к востоку от участка, сложенной мергелями.

Проведены химические (табл. 1), рентгенофазовые (рис. 1a), термогравиметрический (рис. 2a), петрографические, ИК-спектроскопические анализы.

Как видно из данных химического анализа (табл. 1) мергели Акбуллинского месторождения относятся к известковому мергелю. Химико-минералогический состав мергеля представляет собой смесь карбонатов кальция и магния, соединений кремнезёма и глинозёма, некоторого количества сульфата кальция в виде гипса.

Присутствие на дифрактограмме (рис. 1a) линии $d/n=0,303; 0,209 \text{ nm}$ подтверждает наличие кальцита, а $d/n=0,225; 0,187 \text{ nm}$ – кварца, $d/n=0,209; 0,151 \text{ nm}$ – глинистых минералов.

Дифференциально-термический анализ (рис. 2a) показывает эндоэффект выделения паров воды при 180⁰С из мергеля Акбуллинского месторождения, а началу разложения кальцита соответствует эндоэффект при 585⁰С.

Электронно-микроскопический анализ мергеля Акбуллинского месторождения сделан по методу суспензии. Из микрофотографии видно, что основной составляющей частью минералов является кальцит, имеется значительная примесь глинистой составляющей, представленной гидрослюдами, преимущественно монтмориллонитом с небольшим количеством примеси каолинита. Он представлен вытянутыми

Химический состав мергелей

Таблица 1

№ пробы	Месторождение мергелей	Содержание оксидов, %									
		CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	MgO	SO ₃	Na ₂ O	K ₂ O	п.п.п.	Сумма
1	Акбурлы	47,23	7,53	2,08	0,83	1,18	0,23	0,92	0,45	39,54	99,99
2	Акбурлы	47,27	7,50	2,07	0,84	1,17	0,20	0,94	0,49	39,53	100,01
3	Акбурлы	47,25	7,51	2,06	0,86	1,16	0,18	0,95	0,50	39,52	99,99
4	Порлытау	45,22	9,87	3,53	0,98	0,74	следы	0,93	0,61	37,95	99,83
5	Порлытау	45,24	9,86	3,54	0,96	0,71	следы	0,95	0,62	37,91	99,79
6	Порлытау	45,23	9,89	3,56	0,94	0,73	0,03	0,94	0,63	37,93	99,88

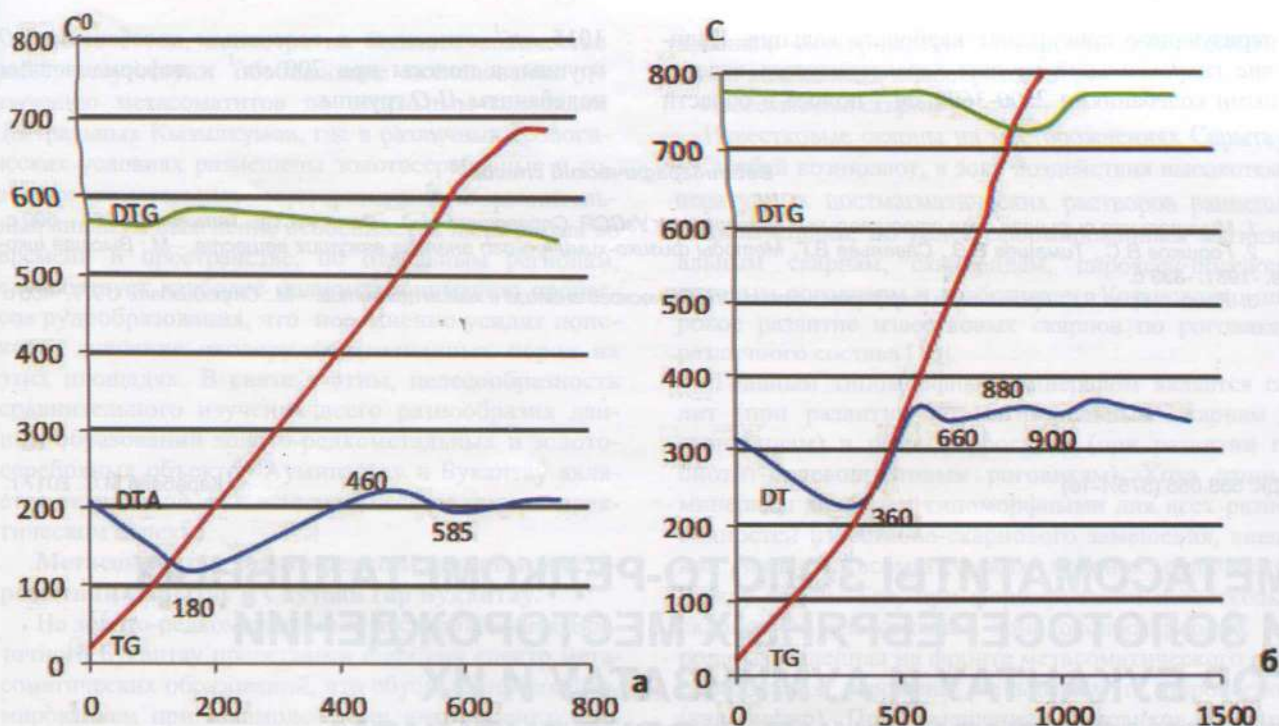


Рис. 2. Кривые нагревания мергелей Акбуллинского (а) и Порлытауского (б) месторождений.

прямоугольными формами. По составу это карбонаты, так как при взаимодействии с HCl образец вскипает. Карбонаты плотные с четкими контурами, не прозрачны. Размер кристаллов от $4,8 \text{ мкм}$ до $0,9 \text{ мкм}$. Небольшая примесь глинистой составляющей представлена хлопьевидными полупрозрачными частицами монтмориллонита размером до $0,15 \text{ мкм}$.

ИК-спектры поглощения указывают на наличие в мергеле полос поглощения при 870 см^{-1} (интенсивная узкая полоса), и 1430 см^{-1} , обусловленных колебаниями иона CO_3^{2-} , характеризующего присутствие карбоната кальция и наличие гидроксильной группы. Характеризуются валентными колебаниями в области 1010 см^{-1} относятся к валентным колебаниям $Si-O$ группы, а полоса при 710 см^{-1} к деформационным колебаниям $Al-O$ группы.

В геологическом строении Порлытау расположен в 3-4 км от берега Амударьи, в 45 км от г. Чимбая, вблизи села Порлытау. Месторождение мергеля располагается на склоне холма Порлытау. Продуктивная толщина сложена мергелями, песками, песчаниками. Мергель залегает в форме удлиненной линзы мощностью 2-14,4 м. Мергель в верхних горизонтах желтовато-серый, плотный, крепкий с незначительными включениями гипса и встречаются белые и светло серые разновидности.

Проведены химические (табл. 1), рентгенофазовые (рис. 1б), термогравиметрические (рис. 2б), петрографические и ИК-спектроскопические анализы.

Как видно из данных химического анализа, Порлытауский мергель относится к известковому мергелю. Химико-минералогический состав мергеля (табл. 1)

представляет собой смесь карбонатов кальция и магния, соединений кремнезёма и глинозёма, некоторого количества сульфата кальция в виде гипса.

Присутствие на дифрактограмме (рис. 2 б) линий $d/n=0,301; 0,246; 0,209 \text{ нм}$ подтверждает наличие кальцита, $d/n=0,225; 0,187 \text{ нм}$, кварца $d/n=0,209; 0,159; 0,151 \text{ нм}$ - глинистых минералов.

Дифференциально термический анализ (рис. 2б) показывает эндозффект выделения паров воды при 360°C . Начало разложения кальцита соответствует эндозффекту при 660°C .

Электронно-микроскопический анализ Порлытауского мергеля сделан методом полудисперсной суспензий. Из микрофотографии видно, что основная часть мергеля представлена гидрослюдой, монтмориллонитом, единично галузитом, присутствует также органика в виде остатков панциря кокколитофоры. Преобладают крупнодисперсные частицы, представленные основными плотными изометричными либо вытянутыми обломками кальцита с четкими контурами обломков (при взаимодействии на образец HCl кальцит вскипает). Кальцит в составе мергеля содержится до 90%. Присутствует в мергеле небольшая примесь полупрозрачного, прозрачного хлопьевидного монтмориллонита размером $0,3 \text{ мкм}$, изометрично пластинчатой гидрослюды с четкими контурами размером $1,8-1,5 \text{ мкм}$ до $0,4 \text{ мкм}$.

ИК-спектры поглощения указывают на наличие в мергеле полосы поглощения 860 см^{-1} (интенсивная узкая полоса) и 1420 см^{-1} (интенсивная широкая полоса), обусловленных колебаниями иона CO_3^{2-} харак-

теризующего присутствие карбоната кальция. Наличие гидроксильной группы характеризуется валентными колебаниями $2500-3600\text{ см}^{-1}$, полоса в области

1015 см^{-1} относится к валентным колебаниям Si-O группы, а полосы при 700 см^{-1} к деформационным колебаниям Al-O группы.

Библиографический список

1. Минеральная сырьевая база строительных материалов УзССР. Справочник. Изд. «Фан» УзССР. Ташкент. -1967. -600 с.
2. Горшков В.С., Тимашев В.В., Савельев В.Г. Методы физико-химического анализа вяжущих веществ. -М.: Высшая школа. -1981. -333 с.
3. Рамачандран В.С. Применение дифференциально - термического анализа в химии цементов. -М.: Стройиздат. -1977. -408 с.

УДК: 553.056 (575.1-16)

© Карабаев М.С. 2017 г.

МЕТАСОМАТИТЫ ЗОЛОТО-РЕДКОМЕТАЛЛЬНЫХ И ЗОЛОТОСЕРЕБРЯНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ГОР БУКАНТАУ И АУМИНЗАТАУ И ИХ ВЗАИМООТНОШЕНИЕ С ОРУДЕНЕНИЕМ

Карабаев М.С., канд. геол.-мин. наук, старший научный сотрудник-исследователь Института геологии и геофизики АН РУз.

Bukantov va Auminzotov tog'lari oltin-nodirmetalli, oltin-kumushli konlarida majmuasi, mineral tarkibi, hosil bolish sharoitiga qarab farq qiluvchi metasomaik tog' jinslari qjratilgan. Metasomatitlarning alohida turlari bilan ularga xos bolgan madanlashuv bog'liqligi ushbu hosilalarning yagona mineral hosil bolish jarayoni bosqichlarining tadrigiy rivojlanishini aks etdiradi. Nodirmetalli madanlashuv magniyli hamda ohakli skarlardan keyin, greyzenli, qvarts-dala shpatli, aposkarnli metasomatitlar bilan bir paytda vyjydg kelgan. Ketma-ket rivojlanuvchi propilit, berezit, eysit va argillizit madan atrofi ozgargan tog' jinslari bilan oltin-vismut-telluridli, oltin-margimushli, kopsulfidli-telluridli va oltin-sulfatuzli madanlashuv bosqichlari bog'liq ekanligi aniqlangan.

Tayanch iboralar: Bukantov, Auminzotov, metasomatitlar, mineral tarkibi, ketma-ketligi, mineral hosil bolish jarayoni, bosqichlari, munosabatlari, madanlashuv, nodirmetalli, oltinli, bir paytda, ketma-ket rivojlanuvchi.

Highlighted metasomatic rocks of gold and gold-silver-rare-metal deposits and mountains Bukantau Auminzatau characterized by their complex, mineral composition and characteristics of the formation. With certain types metasomatitov associated respective steps mineralization which are typomorphic their features and characteristics reflect the evolution stages and a single system of the mineral. Rare metal (and gold) mineralization both magnesia and lime in skams imposed - skarny are favorable environment for mineralization. Greisen, quartz-feldspar, aposkarnovye Metasomatites are synchronous Wallrock changes, and they are associated with rare metal mineralization, with successively formed propylites, beresites, eysitami and argillisites conjugate of gold-bismuth-telluride,-arsenic gold, polysulfide-telluride and gold-sulphosalt step mineralization.

Key words: Bukantau, Auminzatau, metasomatic, mineral composition, zonality, mineral forming step, interrelation, mineralization, rare metal, gold, synchronical, connect.

Изучение околорудных метасоматитов, сопровождающих большинство месторождений различных металлов и выяснение пространственного и временного их взаимоотношения с оруденением, представляет значительный интерес для выявления условий образования пород, руд и применения результатов как поисковые критерии.

Метасоматические образования золоторудных месторождений Центральных Кызылкумов исследовались [1-7]. Отдельные сведения о метасоматических образова-

ниях золото-редкометалльных месторождений Букантау отражены [8-10]. Изучением минерального состава и особенностей формирования парагенных ассоциаций золото-редкометалльных месторождений Сарытау и Саутбай, выделены основные типы регионально-метаморфизованных, контактово-метаморфических и метасоматических пород, часть которых описаны нами ранее [10-11]. Данные по околорудным изменениям смежных золоторудных месторождений гор Букантау и Ауминзатау отражены [1, 3-7, 12, 13].



Вместе с тем, несмотря на большое количество работ, отсутствуют обобщающие исследования по изучению метасоматитов по отдельным площадям Центральных Кызылкумов, где в различных геологических условиях размещены золотосеребряные и золото-редкометалльные месторождения. Сравнительный анализ и выяснение особенностей их развития во времени и пространстве, по отдельным регионам, способствует наиболее полному пониманию процессов рудообразования, что несомненно усилит поисковое значение околорудно-измененных пород на этих площадях. В связи с этим, целесообразность сравнительного изучения всего разнообразия данных образований золото-редкометалльных и золото-серебряных объектов Ауминзатау и Букантау является актуальной, как в теоретическом так и в практическом аспекте.

Метасоматиты золото-редкометалльных месторождений Сарытау и Саутбай гор Букантау.

На золото-редкометалльных месторождениях Восточного Букантау представлен широкий спектр метасоматических образований, что обусловлено их формированием при взаимодействии интрузивного магматизма и связанного с ним постмагматических процессов с гетерогенными по составу породами.

Метасоматиты, представлены образованиями магматического и постмагматического этапа минералообразования. С некоторыми типами метасоматитов связаны соответствующие стадии рудной минерализации, которые являются их типоморфными признаками и отражают особенности эволюции этапов и стадий единой минералообразующей системы.

Описание метасоматических пород этих месторождений рассматривается вместе, в связи с идентичностью условий их образования и состава.

Скарны магнезиально-скарновой формации магматического этапа минералообразования

В магматический этап минералообразования, в результате взаимодействия магмы с доломитами, а также на контакте контрастных по химическому составу доломитов и алюмосиликатных пород (сланцев), в результате встречной диффузии компонентов, сформированы метасоматиты магнезиально-скарновой формации диопсид-форстерит-шпинелевой температурной фации. Минеральный состав магнезиальных скарнов однообразен и сложен, главным образом, светло-зеленым диопсидом (до 65-90%, железистость – $fm = 0,0$), форстеритом (5-10%), и реже ярко-зеленой шпинелью (1-2%) и карбонатами (5-60%) в различных зонах метасоматической колонки (табл. 1).

Зональность в строении метасоматитов следующая: алюмосиликатная порода (чаще гранитоид); диопсид-плаггиоклазовая; диопсид-шпинелевая; шпинель-диопсид-форстеритовая; форстерит-кальцит-доломитовая околоскарновая порода; доломитовый мрамор; доломит.

Метасоматические образования постмагматического этапа минералообразования, золото-редкоме-

талльных месторождений Букантау, представлены целым комплексом новообразований.

Известковые скарны

Известковые скарны на месторождениях Сарытау и Саутбай возникают, в зоне воздействия высокотемпературных постмагматических растворов раннещелочной стадии, по ранее сформированным магнезиальным скарнам, скарноидам, пироксен-полевошпатовым роговикам и известнякам. Установлено широкое развитие известковых скарнов по роговикам различного состава [10].

Главным типоморфным минералом является са-лит (при развитии по магнезиальным скарнам и скарноидам) и реже ферросалит (при развитии по биотит-полевошпатовым роговикам). Хотя данные минералы являются типоморфными для всех разновидностей известково-скарнового замещения, внешние зоны метасоматических колонок отличаются между собой. Так, при формировании известковых скарнов по известнякам, зона околоскарновых пород, размещенная на фронте метасоматического преобразования, сложена кальцитом и пироксеном (кальцифир). При замещении роговиков внешняя зона имеет пироксен-полевошпатовый состав и в их составе чаще отмечается пирротин.

Формационное расчленение известковых скарнов на редкометалльных месторождениях Западного Узбекистана осуществлялось [14] на основе состава первичных пород, по которым развивались известковые скарны. Для скарнов постмагматического этапа минералообразования золото-редкометалльных месторождений Букантау, нами впервые выделена единая формация известковых скарнов, сформированная по породам различного состава, что отвечает принципам формационного расчленения метасоматитов [15-16]. Составы первичных пород характеризуют особенности внешних зон известково-скарнового замещения и определяют их фациальные разновидности.

Апоскарновые метасоматиты

На месторождениях Сарытау и Саутбай широко распространены метасоматические кварц - пироксен (геденбергит) - гранатовые породы (рис. 1.1а, б) с промышленным содержанием шеелита (рис. 1.1с), которые развиваются по скарнам магматического и постмагматического (раннещелочной стадии) этапа минералообразования, а также по скарноидам и роговикам. Некоторые авторы называют эти метасоматиты скарнами [14], по классическим представлениям [15-16] они к скарнам не отнесены, их принято считать апоскарновыми метасоматитами. Хотя данные метасоматиты, представленные кварц-геденбергитовым и кварц-амфибол-флогопитовым разностями, формируются не только по скарнам, по общепринятой схеме классификации [15-16] они объединены в группу апоскарновых метасоматитов.

Апоскарновые метасоматиты кварц-пироксенового состава, на исследуемых месторождениях, формируются в близкой экзоконтактовой части ин-

Типы метасоматических пород золото-редкометалльных и золотосеребряных месторождений гор Ауминзатау и Букантау

Метасоматиты	Пространственное размещение, особенности формирования	Зональность метасоматической колонки (от тыловой к фронтальной)	Типоморфные минералы	Взаимоотношение с оруденением
Золото-редкометалльные месторождения Сарытау и Саутбай				
Магнезиальные скарны магматического этапа	В околотрузивном пространстве; на контакте доломитов и алюмосиликатных пород	алюмосиликатная порода; диопсид-шпинелевая; диопсид-форстерит-карбонатная; форстерит-кальцит-доломитовая; доломит	Диопсид, форстерит-реже шпинел	Дорудная
Постмагматического этапа минералообразования				
Известковые скарны	Экзоконтакт интрузии; по магнезиальным скарнам, скарноидам, роговикам и др.	Гранат-пироксеновая; пироксеновая; пироксен-кальцитовая; околоскарновая порода; первичная порода	Салит, реже ферросалит	Дорудная
Грейзены	В эндоконтакте интрузии; в апикальных частях гранитоидных тел	Кварц-шеелитовая; кварц-мусковитовая; калишпат-мусковит-кварцевая; измененный гранитоид	Калишпат, флюорит-мусковит, шеелит	Синрудная редко-металльная
Кварц-калишпатовые метасоматиты	Приконтактные; в основном -экзоконтакты интрузива	Кварц-шеелит; кварц-шеелит-калишпат-калишпатовая или амфибол-флогопитовая оторочка с реликтами первичных пород	Калишпат, шеелит, молибденит, реже сам. золото	
Апоскарновые (кварц-шеелит-геденбергитовые; кварц-амфибол-флогопитовые)	Близкая экзоконтактная зона; удаленная экзоконтактная зона; по скарнам, скарноидам, роговикам	Кварц-шеелит; кварц-пироксен; пироксен-гранат; пироксен-кальцит-реликты первичных пород. Кварц-шеелит; кварц-шеелит-амфибол-амфиболовая с реликтами первичных пород	Геденбергит, гроссуляр; амфибол, флогопит; реже калишпат, флюорит	
Пропилиты	Экзоконтактная зона, по скарнам, скарноидам, роговикам, сланцам	Кварц-эпидот-цоизит; кварц-хлорит-эпидот-альбит-карбонат, пирит, пирротин	Эпидот, цоизит, хлорит, карбонат, альбит, пирротин	Сопряженная золоторудная
Березиты	В породах эндо-, чаще экзоконтакта	Кварц-серицит; кварц-серицит-карбонат-серицит-карбонат-хлорит с реликтами первичных пород	Серицит, карбонат, пирит	
Эйситы (кварц-альбитовые)	Зоны тектонических нарушений, фронтальные части рудоносных участков	Кварц; кварц-альбит; кварц-альбит-хлорит; альбит-с реликтами первичных пород	Альбит	
Аргиллизиты	Внешние части измененных пород	Каолинит-карбонат; каолинит-гидрослюда-карбонат с реликтами пород	Каолинит (диккит)	Серебро-золоторудная
Золотосеребряные объекты (Шохетау, Карабугут, Песчаное, Каскыртау)				
Березиты	Зоны тектонических нарушений, внутренние зоны изменения	Кварц-серицит; серицит-карбонат-хлорит-серицит-хлорит-карбонат-альбит	Серицит, хлорит, карбонат	Сопряженная золоторудная
Эйситы (кварц-альбитовые)	Зоны тектонических нарушений, фронтальные части оруденения	Кварц-альбит; альбит-карбонат-хлорит;	Альбит, хлорит	
Аргиллизиты	Внешние зоны рудообразования	Кварц-карбонат; кварц-гидрослюда-каолинит; гидрослюда-каолинит-карбонат-пирит;	Хальценовидный кварц, доломит-анкерит, каолинит, гидрослюда	Серебро-золоторудная

трузивов и локализируются в виде отдельных пластообразных, линзообразных тел и секущих зон. Контакты с первичными породами постепенные, с метасоматическим переходом (рис. 1.16). Эти метасоматиты интенсивно формируются по пропласткам тонко переслаивающихся, литологически разнородных карбонат содержащих пород [11]. Они, в ближайшем эндоконтакте интрузий, сливаясь формируют масштабные рудные тела (уч. Западный Сарытау, рудные тела 3-6 и 20 месторождений Саутбай).

Внутренняя зона метасоматита сложена кварцем и шеелитом. Промежуточные зоны представлены крупнокристаллическими гранат-пироксен-кварцевыми

породами, а состав внешних зон определяется составом замещаемых пород.

Кварц-пироксеновые метасоматиты в сторону первичных скарнов продолжают в виде кварц-шеелитовых прожилков, по зальбандам которых отмечается оторочка, сложенная актинолитом, роговой обманкой или флогопитом, состав которых зависит от состава первичных пород. Отличительной чертой апоскарновых метасоматитов месторождений Сарытау и Саутбай является широкое развитие в их составе ортоклаза, реже флюорита в близкой экзоконтактной зоне интрузива.



Грейзены и кварц-полевошпатовые жилы

Грейзены формируются позже процессов площадной альбитизации и жильно-прожилковой калишпатизации гранитоидных пород, в апикальных, приконтактных частях интрузивных штоков, слагают тела мощностью 10-20 *sm*. Наиболее распространены на месторождении Сарытау. Зональность в них почти однотипная: грейзенизированные гранитоиды; кварц-мусковит-калишпатовая (рис. 1.2а, б); мусковит-кварцевая и кварцевая зоны. Флюорит встречается во всех зонах. При грейзенизации гранитоидных пород шеелитовая минерализация размещается, главным образом, в тыловой, кварцевой части метасоматитов (рис. 1.2г), что свидетельствует о синхронности оруденения.

Типоморфные минералы (калишпат, мусковит, флюорит) представлены относительно крупными кристаллами, образующие симметричную зональность (рис. 1.2в). Главный рудный минерал светло-коричневый шеелит-I, образованный одновременно с формированием грейзенов, реже вольфрамит. Кварц-калишпат-шеелитовые жильно-прожилковые образования являются морфологической разновидностью грейзенов, размещаются как в приконтактных зонах интрузивного тела, так и на удалении от него (до 250-350 *m* в сторону экзоконтакта), формируя рудоносный штокверк.

Кварц-полевошпатовые метасоматиты являются характерными для крупных золото-редкометалльных месторождений (Чармитан, Мурунтау, Марджанбулак и др.) и слагают их центральные части. Эти метасоматиты на месторождениях Сарытау и Саутбай парагенно ассоциируют с целым комплексом минералов, состав которых зависит от состава вмещающих пород. В интрузиве это мусковит, калишпат, в экзоконтакте – геденбергит, актинолит-роговая обманка, флогопит, биотит и другие. С данными метасоматитами связано формирование кварц-полевошпат-шеелитовой и кварц-полевошпат-молибденит-шеелитовой продуктивных ассоциаций, с единичными микрозернами самородного золота.

Соотношения грейзеновых и кварц-полевошпатовых метасоматитов позволяют отметить их формирование, на изучаемой площади, в результате эволюции единой стадии гидротермальных растворов. Грейзенизация, преимущественно, происходила при повышении кислотности растворов, в апикальных частях интрузивного тела, при максимальном накоплении летучих компонентов. Грейзены, на исследуемых месторождениях, проявляются как внутренние фации кварц-полевошпатовых метасоматитов.

Пропилиты

Термины «пропилиты» и «пропилитизация» очень широко используются в геологической литературе. Вместе с тем в отношении их содержания существуют различные представления. Однако, в обобщающих работах по метасоматитам указано [15-16], что подавляющее большинство исследователей при типизации данных образований, в первую очередь основываются на минеральном составе метасоматитов, развивающихся по различным породам, не определяя

формационную принадлежность пропилитов. В.А. Жариков околорудные изменения в скарново-полиметаллических месторождениях, определил как пропилитовые [17].

Нами к пропилитам отнесены широко распространенные околорудные изменения пород экзоконтактной части интрузивных тел месторождений Сарытау и Саутбай. Они представлены эпидотом (клиноцоизит), кварцем, карбонатом, хлоритом, пиритом, и пирротинном. Пропилитизация пород наиболее ярко проявлена в участках развития скарновых и апоскарновых метасоматитов, с редкометалльным оруденением, сопровождается золото-висмут-теллуридно-сульфидное оруденение, что приводит к комплексности руд, в связи с чем, данные изменения являются одними из важных критериев рудоносности. При этом составы пропилитов зависят от состава первичных пород - в скарнах преобладают эпидот и пирит, в роговиках и ороговикоманных породах – альбит, хлорит. По составу породы относятся к эпидот-хлоритовой фации пропилитов.

Наиболее ранняя сульфидизация стадии пропилитизации, представлена пиритом, пирротинном, реже халькопиритом (рис. 1.3в). При этом гранат и пироксены интенсивно замещаются клиноцоизитом (рис. 1.3а, б), кварц в основном сохраняется, зерна шеелита корродируются и обрастают пирротинном. Размеры агрегатов пирита и пирротина, иногда изометричных, достигают до 0,5-1 *sm* (рис. 1.3в). За пределами скарново-скарноидных пород содержание сульфидов резко сокращается. Предполагается, что источником для формирования пирита и пирротина, служило, главным образом, железо высокожелезистых пироксенов (геденбергит), составляющие основную массу (80-90%) апоскарновых метасоматитов. Остальные компоненты пироксена и граната в результате преобразования входили в состав клиноцоизита, хлорита (клинохлор), а оставшаяся часть кальция – в карбонат.

Новообразованные сульфиды стадии осаждения, формируются позже собственно пропилитов, размещаются в прожилках, представлены пиритом 3-5%, меньшим количеством пирротина (1-2%), халькопиритом 1-1,5%, арсенопиритом 0,5-1%, минералами висмута и теллура, в ассоциации с которыми проявлена золоторудная минерализация (золото-висмутин-теллуридная стадия). Золото самородное (886), мелкозернистое, образует, удлиненно-пластинчатые, реже изометричные зерна. Из нерудных минералов для рудной стадии характерно присутствие в прожилках кварца, карбоната (анкерит-доломит), в зальбандах - более железистого хлорита (делессит).

Березиты

Данные околорудные изменения на площади месторождений Сарытау и Саутбай широко распространены в эндо- и экзоконтактной части интрузивных штоков, контролируются зонами повышенной трещиноватости пород - интенсивнее развиты в гра-



Рис. 1. Текстурно-структурные особенности (в проходящем свете: а-николи параллельны; б-николи скрещены), внешний вид (е) и характер размещения рудной минерализации (z) в кварц-геденбергитовых (1), кварц-полевошпатовых (2), пропилитовых (3), березит-лиственитовых (4), эйситовых (5) и аргиллизитовых (6) метасоматитов.



нитоидных породах, где новообразования представлены серицитом, кварцем, пиритом, карбонатом (доломит-анкерит) и реже флюоритом. Присутствие последнего является типоморфным для березитов и зон березитизации площади.

Так же в экзоконтактовой части интрузива по биотит-полевошпатовым роговикам, метаалевролитам и сланцам развиваются кварц-карбонатно-слюдистые метасоматиты, близкие к вышеописанным. Но здесь они встречаются реже и менее масштабны, развиваются в виде секущих, иногда субогласных с напластованием пород, зон и прожилков меньшей мощности (до 2-6 см). Для внешних зон данных метасоматитов экзоконтактовой части интрузии характерно присутствие новообразованного хлорита, развивающегося по темноцветным минералам.

С зонами березитизации пород сопряжена *кварц-пирит-арсенопиритовая* продуктивная на золото ассоциация (Au-As геохимический тип оруденения), развивающаяся в виде прожилкового окварцевания пород, чаще размещенные во внутренних зонах березитов. Золотоносность ассоциации зависит от содержания пирита и арсенопирита. Золото невидимое, тонкодисперсное в составе сульфидов. Из нерудных минералов для стадии осаждения характерны серицит, более железистый карбонат, хлорит.

Кварц - серицит - карбонат - пиритовый и кварц - карбонат - хлорит - пиритовый парагенезисы метасоматитов золоторудных месторождений Узбекистана, представляют березитовую и лиственитовую фации общей березит-лиственитовой формации, соответственно [18]. По минералогическому составу, особенностям формирования, вышеописанные околорудные изменения пород, отнесены к общей - березит-лиственитовой формации метасоматитов.

По интенсивности процесса выделены две фациальные разности этих метасоматитов: внутренняя - серицитовая и внешняя - хлоритовая.

Кварц-альбитовые (эйситовые) околорудные изменения

Наиболее поздними из группы кварц-полевошпатовых метасоматитов, на золото-редкометалльных месторождениях Сарытау и Саутбай, являются зоны прожилковой альбитизации, развитые в более удаленных частях эндоконтакта интрузивного тела. Сложены альбитом, карбонатом с вкрапленностью пирита. Во внешних частях отмечается хлорит. Альбит ($N_g=1,534$; $N_p=1,528$) мелкозернистый, сероватый, бесцветный, образует идиоморфные, полисинтетические двойники, слегка серицитизирован. Хлорит и кальцит образует небольшие (до 1,5-2 мм) скопления. По оптическим свойствам хлорит относится к пеннину ($N_g=N_m=1,585$).

Тыловая зона сложена мелкогнездовыми новообразованиями среднезернистого альбита с отчетливым полисинтетическим внутренним двойникованием его зёрен. Таких новообразований альбита до 30-35%. Менее распространены гнёзда крупнозернистого

кварца. Ассоциация насыщена ромбовидными зёрнами железистого карбоната (интенсивно лимонитизированного) с поперечниками до 0,5-0,8 мм и их мелкими облачно-пятнистыми скоплениями.

По характеру размещения, минеральному составу данная ассоциация относится к относительно низкотемпературным натровым метасоматитам и выделена в самостоятельную формацию - эйситов [15]. Пространственно кварц-альбитовые метасоматиты сопряжены с березитами и часто размещаются во внешней их части. Формирование кварц-альбитовых метасоматитов характерно для краевых (относительно низкотемпературных) частей месторождений [15].

Аргиллизиты

Аргиллизитовые и серицит-гидрослюдистые метасоматиты характерны для золоторудных месторождений, сформировавшихся в приповерхностных, субвулканических условиях [15, 18].

Эти метасоматиты на месторождениях Сарытау и Саутбай описываются впервые. Аргиллизиты обнаружены в отдельных интервалах скважин месторождения Сарытау и развиваются по гранитоидным породам, имеют ограниченное распространение. Зоны аргиллизации представлены каолинитом, гидрослюдистыми минералами, карбонатом и пиритом с реликтами корродированных полевых шпатов и кварца. Кварц первичных пород сохраняется, почти полностью. В последних отмечаются псевдоморфозы каолинита по крупным кристаллам (до 0,5-0,7 см) полевых шпатов. Криптозернистые агрегаты каолинита также замещает серицит. Пирит присутствует во всех частях аргиллизации пород, образует мелкие (до 0,3-0,7 мм), кубические кристаллы.

Аргиллизиты являются наиболее поздними, низкотемпературными околорудными изменениями пород, размещаясь во внешних частях рудно-метасоматической колонки, выявляют контуры оруденения, что является поисковым признаком.

Околорудные изменения золотосеребряного оруденения Ауминзатау и Букантау.

Метасоматические образования золото-серебряных объектов Шохетау, Карабугут, СЗ фланга месторождения Песчаное в горах Ауминзатау и Каскыртау в горах Букантау имеют много общего по особенностям формирования и минералогическому составу, в виду чего рассматриваются вместе.

Березит-лиственитовые метасоматиты

Главными околорудными изменениями являются березит-лиственитовые метасоматиты, образующие линейно-вытянутые полосы, окаймляющие тектонически ослабленные зоны. Макроскопически гидротермально-измененные породы отличаются от неизмененных более светлыми, главным образом, светло-серыми, слабо зеленоватыми тонами окраски и зональным строением (рис. 1.4е). Осветление пород связано с замещением хлорита первичных пород кварцем и слюдами, а также выносом углеродистого вещества при

метасоматическом преобразовании пород, из внутренних зон [19]. Минералогический состав метасоматической породы в изучаемых объектах почти однообразен. Это серицит, карбонат, кварц, хлорит, пирит. Количество минералов и их процентное соотношение, в различных зонах метасоматической колонки, меняются в зависимости от интенсивности протекающего процесса преобразования, а состав внешних частей метасоматической колонки зависит от состава первичных пород. Указанная зональность метасоматической колонки (табл. 1) выдерживается не всегда, чаще тыловые зоны приведенной колонки выпадают, что связано с интенсивностью проявления процессов.

С зонами березитизации пород связана обильная сульфидная минерализация, которая, в основном, приурочена к прожилково-окварцованным частям околорудных изменений. Сульфиды представлены пиритом (85-95% от общей массы сульфидов) и реже арсенопиритом (рис. 1.4z) и халькопиритом, размещаются в виде гнездообразных скоплений и коротких просечек неправильной формы (рис. 1.4a, б). При этом последние пересекают и смежные зоны метасоматической колонки и даже выходят за пределы зоны околорудных изменений, часто проявляясь в виде кварц-сульфидных прожилков. Это указывает на сопряженный характер золото-арсенопиритовой минерализации по отношению к березитовым изменениям. Наличие березит-лиственитовых метасоматитов с сульфидами в зонах дислоцированности пород служит одним из поисковых критериев золото-сульфидного оруденения на изучаемых площадях.

Кварц-альбитовые (эйситовые) метасоматиты.

Кварц-альбитовые метасоматиты распространены на всех изученных золотосеребряных объектах, но наиболее интенсивно проявлены на площади Песчаное и Карабугут, относящиеся к Коспактауской золоторудной зоне и на площади Каскыртау в Букантау.

Метасоматиты развиваются в виде неправильных жил (мощность до 6-8 см) и тонких (мощность 1-2 мм) прожилков. В полевых условиях эти породы резко отличаются ярким светло-розовым цветом. Представлены альбитом, кварцем, карбонатом, реже пиритом и развиваются по плагиоклаз-хлоритовым сланцам и метаалевролитам.

Контакты с вмещающими породами относительно ровные. Центральная часть новообразований сложена кварцем (рис. 1.5в). В метасоматически измененных участках встречаются брекчии первичных сланцев, вокруг которых образуется более мелкозернистая альбит-кварцевая каемка. Структура пород неравномерно зернистая. В центральных частях данной зоны кварц-альбитовая масса образует крупнозернистую гранобластовую структуру (рис. 1.5a, б).

Выделения альбита, главным образом, тяготеют к зальбандовой части метасоматитов или вокруг обломков вмещающих пород, где альбит замещает первичные кварц и плагиоклаз сланцев. Но встречаются уча-

стки равномерного распределения кварца и полевого шпата по всей массе.

Кварц-альбитовые метасоматиты золото-серебряных объектов Букантау отличаются от таковых Ауминзатау, большим количеством альбита во всех зонах. Так, во внутренних зонах альбит достигает до 65-70%, при содержании кварца до 10-15%, хлорит 2-3%, карбонат 10-15%. Альбит крупнозернистый, полисинтетически сдвойникованный. Рудный минерал представлен равномерно распределённой вкрапленностью мелких и пылеватых зёрен пирита не крупнее 0,1 мм. Новообразования промежуточной зоны имеют тот же минералогический состав, но количество хлорита намного больше (до 10—15%), порода более мелкозернистая. Во внешних частях (мощность 0,5-1 см), зоны альбитизации сложены мелкозернистым альбитом и комковатыми скоплениями хлорита (10-12%) с выделениями мелкозернистого пирита. Агрегаты альбита, чаще, вытянуты поперёк простирания прожилка.

При анализе пространственного размещения околорудных изменений на исследуемых площадях, по скважинам, установлено, что кварц-альбитовые метасоматиты сопряжены с березитами, часто размещаются во фронтальной их части. При этом степень изменения пород внешней части зависит от степени изменения внутренней части метасоматической колонки. Так, на площади Карабугут, на поверхности, кварц-альбитовые метасоматиты проявлены интенсивно, образуя жилы и прожилки мощностью до 6-8 см. На глубине данного участка хлорит-серицитовые изменения сменяются зонами интенсивной березитизации, сложенные кварц-серицит-карбонат-пиритовой массой светлой окраски.

На типичном золото-сульфидном месторождении Амантайтау, серицитовый метасоматит с жильным кварцем и золотоносным пиритом, арсенопиритом, формировался в результате калиевого метасоматоза с замещением первичных полевых шпатов, с оттеснением натрия к периферии и образованием альбитовых метасоматитов [5]. Авторами отмечена низкая золотоносность кварц-альбитовых пород.

С эйситовыми метасоматитами на изученных золотосеребряных объектах, пространственно, проявлена слабая кварц-карбонат-полисульфидная (сфалерит, галенит, пирит) минерализация, золотоносность метасоматитов низкая.

По условиям образования, минеральному составу, масштаб проявления и рудоносности эйситовые метасоматиты резко отличаются от кварц-полевошпатовых (калиевый полевой шпат) метасоматитов золото-редкометалльных месторождений. Эйситы, в отличии от последних, формируются в более поздние стадии гидротермальных процессов, локализируются во внешней части рудно-метасоматической колонки и их рудный потенциал несравнимо ниже, чем ранних кварц-полевошпатовых метасоматитов.

Но размещение во внешней части березитизации пород и сопряженных с ними рудных зон, указывают,

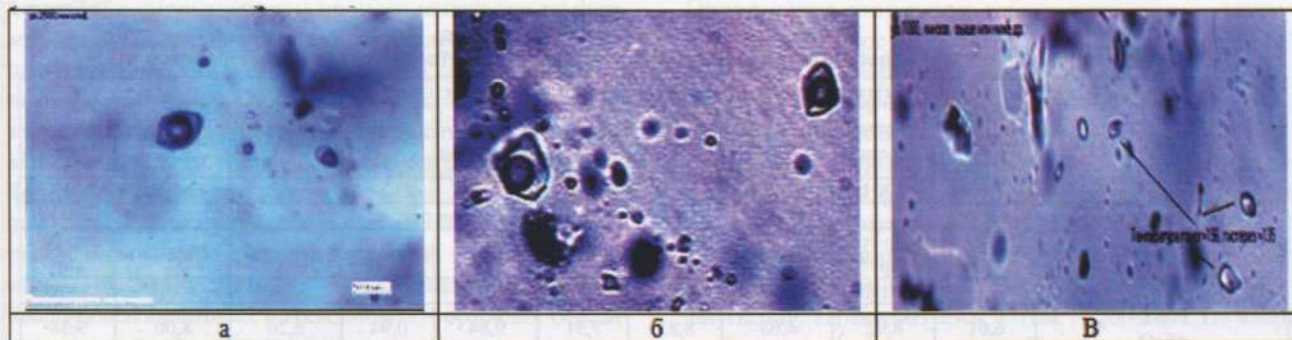


Рис. 2. Морфологические особенности флюидных включений кварца из березитов (а), эйситов (б) и аргиллизитов (в) золотосеребряных месторождений.

что кварц-альбитовые метасоматиты могут быть использованы как действенные критерии поисков золотое оруденение. Также следует отметить, что они легко диагностируются в полевых условиях из-за своих характерных структурных особенностей и цвету.

Аргиллизиты

Одним из распространенных преобразований на площадях золотосеребряных объектов гор Ауминзатау и Букантау являются обеленные породы, представленные, главным образом, каолинитом и реже гидрослюдистыми минералами, типичных аргиллизированным породам. Аргиллизиты гипогенного происхождения на исследуемых золоторудных объектах гор Ауминзатау и Букантау, образуют линейно-вытянутые полосы, жильно-прожилковые образования в зонах дробления и трещиноватости пород. В рудных зонах встречаются повсеместно, более интенсивно проявлены на площадях Каскыртау и Песчаное.

Макроскопически метасоматиты отличаются от неизмененных пород более светлыми, светло-серыми тонами окраски (рис. 1.6в) и меньшей плотностью. Порода более плотная в участках окварцевания. Внутренняя зона сложена, в основном, плотным, сероватым хальцедоновидным кварцем, карбонатом, каолинитом, с меньшим количеством серицита (гидрослюда) и изометричными мелкими зернами пирита, сфалерита и комплексом микроминералов, определяемых только под микроскопом (рис. 1.6а, б, г). Последние чаще приурочены к трещинам заполнения в измененных породах, кроме того во внешних частях встречаются тонкопрожилковые аргиллизиты без рудной минерализации, что позволяет отметить об их близко одновременном (или сопряженном) характере. Карбонаты представлены марганцовистыми (до 0,6-1,1%) анкерит-доломитами. Местами глинистые минералы и кварц замещаются тонкочешуйчатыми слюдами, что, видимо, происходит по мере разрастания различных зон аргиллизированных пород.

Промежуточная зона аргиллизации имеет более светлую окраску, связанная количеством каолинита, который преимущественно, развивается в виде гнезд и отдельных участков с обеленными реликтами хлорит-плагиоклазовых метаалевролитов. В реликтах сохраняется слоистая текстура.

Внешняя зона изменений имеет светло-серую окраску, сохраняется первичная слоистая текстура породы. Изменению, в первую очередь, подвергается цемент породы. Обломочные зерна полевых шпатов замещаются криптозернистым глинистым минералом, а хлорит первичных пород замещается карбонатом и кварцем, с образованием рудного минерала. Здесь, как и в предыдущих зонах, присутствуют вкрапления и гнезда сульфидов, неправильной древообразной формы.

Аргиллизиты формируются позже березит-лиственитовых и кварц-альбитовых метасоматитов - зоны березитизированных пород пересекаются кварц-глинисто-карбонатными прожилками, мощностью от первых мм до 0,5 см. Отмечена связь между интенсивностью проявления аргиллизации и фаціальными разновидностями березитизированных пород. В скважинах, где березиты представлены только внешней - кварц-хлорит-карбонат-пиритовой фацией, зоны аргиллизации проявлены менее интенсивно, а состав их, в основном, глинисто-карбонатный с единичными зернами пирита.

Рентгенометрическим анализом установлена принадлежность глинистого минерала к диккиту. В небольшом количестве (3,8%) присутствует, также, каолинит. Присутствие диккита и накрита среди продуктов глинистого изменения пород рассматривается как свидетельство их гидротермальной природы [15, 18].

Изучение химического состава различных пород и развивающихся по ним метасоматических образований показало, что поведение основных компонентов в метасоматическом процессе различаются, в зависимости от состава первичной породы. Полученные данные показывают (табл. 2), что в процессе метасоматического преобразования пород различного состава, новообразованная порода в наиболее интенсивно преобразованной - внутренней зоне, всегда имеет строго определенный минералогический и химический состав. То есть результатом метасоматического преобразования является формирование новообразований стандартного состава. Роль вмещающих пород сказывается на формировании состава внешних зон метасоматической колонки.

При формировании различных метасоматических образований на изучаемых объектах, по мере нарастания интенсивности процесса метасоматоза, от внешних зон к внутренним, количество присутствующих

Таблица 2

Химические составы различных пород и развивающихся по ним известковых скарнов (а), апоскарновых метасоматитов (б) и березитов (в)

а) состав пород магматического этапа и развивающихся по ним известковых скарнов												
Первичная порода	Новообразования	Магнезиальный скарн	Известковый скарн	Магнезиальный скарн	Известковый скарн	Роговик	Известковый скарн	Роговик	Известковый скарн	Скарноид	Известковый скарн	
		C-201	C-201a	C-111	C-111a	C-130	C-132	C-87	C-87a	C-402a	C-402	
		Минеральный состав пород										
		Ди-фор-шп-магн	пир-гр-кар**	Ди-кар	пир-гр-кар	Кв-би-пш	пир-гр	Кв-пи-пш	пир-гр	Пир-пш	пир-гр-кар	
SiO ₂		49,30	51,35	48,00	54,55	60,65	55,20	67,94	53,23	52,42	55,00	
Fe ₂ O ₃ +FeO		6,01	8,92	4,68	8,82	7,51	9,84	0,94	8,26	8,00	9,38	
TiO ₂		0,18	0,27	0,14	0,08	0,49	0,42	0,45	0,21	0,58	0,28	
MnO		0,25	0,67	0,24	0,51	0,90	0,84	0,04	0,62	0,36	0,40	
P ₂ O ₅		0,22	0,31	0,11	0,24	0,07	0,28	0,13	0,28	0,24	0,27	
Al ₂ O ₃		4,50	3,64	-	3,67	13,64	7,20	15,41	7,65	12,48	8,10	
CaO		15,70	13,35	25,90	12,84	5,01	10,24	3,21	9,14	9,66	11,22	
MgO		16,80	11,87	15,40	11,01	5,13	7,34	1,10	9,54	9,14	9,34	
Na ₂ O		0,28	0,45	0,23	0,21	1,74	0,94	4,04	2,31	1,57	1,67	
K ₂ O		0,12	0,51	0,05	0,38	1,96	0,32	4,15	0,86	1,96	0,98	
CO ₂		5,18	4,76	4,34	4,75		4,32		4,01	0,81	1,33	
SO ₃			0,09		0,06	0,03	0,16		0,08	0,49	0,26	
-H ₂ O		0,28	0,26	0,26	0,44	0,18	0,28		0,38	0,12	0,17	
п/п		0,92	2,62	0,72	2,32	1,94	1,86	1,40	2,00	1,49	1,22	
Σ		99,74	99,07	100,07	99,88	99,25	99,42	98,81	99,47	99,32	99,62	
б) Состав магнезиальных, известковых скарнов, роговиков и развивающихся по ним апоскарновых метасоматитов												
	Магнезиальные скарны			Известковые скарны		Роговик	Апоскарновый метасоматит					
	C-203	C-103	C-112	C-403	C-406	C-410	C-412	C-421	C-410a			
	диопсид шпинель	диопсид форстерит	диопсид карбонат	пироксен карбонат	пироксен карбонат	пироксен ПШ	Кварц-пироксен-гранат-шеелит					
SiO ₂	47,30	48,40	47,80	51,35	54,25	60,60	62,30	64,20	63,12			
Fe ₂ O ₃ +FeO	6,01	4,83	4,68	8,92	8,80	7,55	10,08	9,84	11,30			
TiO ₂	0,18	0,18	0,14	0,27	0,08	0,47	0,08	0,12	0,10			
MnO	0,25	0,33	0,24	0,67	0,53	0,92	0,47	0,84	0,78			
P ₂ O ₅	0,22	0,14	0,11	0,31	0,24	0,07	0,27	0,28	0,26			
Al ₂ O ₃	4,50	3,16	-	3,64	3,67	13,62	4,10	4,20	4,76			
CaO	17,70	20,48	25,90	13,35	12,84	5,03	8,37	8,24	7,56			
MgO	16,80	15,60	15,40	11,87	11,31	5,12	9,34	8,34	7,92			
Na ₂ O	0,28	0,28	0,23	0,45	0,21	1,75	0,41	0,44	0,36			
K ₂ O	0,12	0,12	0,05	0,51	1,06	1,93	0,38	0,32	0,29			
CO ₂	5,18	5,30	4,34	4,76	4,16		1,33	1,32	1,28			
SO ₃				0,09	0,05	0,06	0,11	0,16	0,14			
-H ₂ O	0,28	0,20	0,26	0,26	0,45	0,19	0,27	0,28	0,16			
п/п	0,92	0,86	0,72	2,62	2,32	1,93	1,22	1,04	1,41			
WO ₃							0,23	0,32	0,40			
Σ	99,74	99,88	99,87	99,07	99,98	99,25	98,96	99,94	99,84			
в) состав металевролитов, сланцев, роговиков и их березитированных разновидностей с подсчетом баланса компонентов в метасоматическом процессе												
	Первичные породы						Березитированные породы			Поведение компонентов		
	Металевролит кв-хл-сер-пш		Сланец	Кв-хл-пш	Роговик	Кв-би-пш	Кв-сер-кар-пш			C-389:	C-123:	C-90:
	C-389	C-123	C-90	C-394	C-123a	C-94	C-394	C-123a	C-94			
SiO ₂	60,55	63,21	68,96	63,46	64,02	67,34	+2,91	+0,81	-1,62			
Fe ₂ O ₃	6,12	3,86	0,94	6,02	5,60	4,21	-0,10	+1,74	+3,27			
FeO												
TiO ₂	0,70	0,50	0,45	0,64	0,53	0,55	-0,06	+0,03	+0,10			
MnO	0,04	0,24	0,04	0,04	0,70	0,05	0,00	+0,46	+0,01			
P ₂ O ₅	0,20	0,18	0,14	0,18	0,16	0,18	-0,02	-0,02	+0,04			
Al ₂ O ₃	16,10	14,63	15,46	14,10	12,20	11,46	-2,00	-2,43	-4,00			
CaO	3,10	4,12	5,30	3,60	6,84	6,2	+0,50	+2,72	+0,9			
MgO	2,25	0,91	0,10	2,74	3,10	1,82	+0,49	+2,19	+1,72			
Na ₂ O	2,53	6,03	4,04	1,24	0,45	1,24	-1,19	-5,58	-2,80			
K ₂ O	3,10	1,72	4,15	3,65	2,21	4,46	+0,55	+0,49	+0,31			
CO ₂	1,18	0,78		1,76	1,65	1,20	+0,58	+0,87	+1,20			
SO ₃	0,43	0,36		0,87	1,92	0,92	+0,44	+1,56	+0,92			
-H ₂ O	0,34			0,44	0,28	0,32	+0,10	-0,06	+0,32			
п/п	3,33	3,24	0,40	0,86	0,24	0,30						
Σ	99,97	99,78	99,98	99,60	99,90	100,25						



минералов уменьшается, и процесс направлен на формирование в тыловых зонах минералов, устойчивых в данных физико-химических условиях. Состав внутренних частей метасоматитов определяет их формационную принадлежность. Минеральный состав внешних зон метасоматитов зависит от состава замещаемых пород и является фациальным признаком метасоматитов. Для внутренних зон каждой метасоматической формации характерен, определенный минерал, который отражает особенности условий их формирования: для высокотемпературных кварц-полевошпатовых и грейзеновых – ортоклаз, березитов – серицит, эйситов – альбит, аргиллизитов – каолинит.

Анализы характеризуют внутреннюю зону новообразованного метасоматита и состав первичных пород. Сокращения: кв-кварц, хл-хлорит, сер-серицит, пл-полевой шпат, би-биотит, кар-карбонат, пир-пирит, ал-альбит, пир-пироксен, фор-форстерит, шп-шпинель, мажн-магнетит, гр-гранат.

Рудные минералы в пропилинитах, березитах, аргиллизитах размещаются в зонах их окварцевания и карбонатизации в виде линзообразных скоплений и прожилков, иногда выходят за пределы внутренних зон окolorудных изменений. Аналогичное размещение рудной минерализации в зонах метасоматического преобразования пород объясняется формированием разрывных нарушений в процессе развития внутрирудных тектонических движений. Образование разрывных нарушений на той или иной стадии развития гидротермального процесса способствует оттоку поровых растворов в эти зоны разгрузки и благоприятствует значительной интенсификации процессов минералообразования в локальных участках [14]. При этом рудоотложение происходит в результате эволюции тех же растворов, которые вызвали изменение вмещающих пород, а оруденение относится к сопряженному типу.

Изучены температуры гомогенизации флюидных включений (ФВ) кварца березит-лиственитовых, эйситовых и аргиллизитовых метасоматитов золото-серебряных месторождений Букантау и Ауминзатау.

Определение температур гомогенизации проведены в криотермокамере "Linkam" в ИГиГ АН РУз, оператор Л.А. Цой. Температуры гомогенизации ФВ кварца из тыловых зон березитов в пределах 263⁰-335⁰С, кварца пирит-арсенопиритовой ассоциации, 215⁰С-247⁰С. Характерна разнонаполненность включений, с содержанием газовой фазы до 30-35%, отмечаются существенно углекислотные ФВ (рис. 2а).

Согласно данным [20] кварц из продуктивной золото-арсенопирит-пиритовой ассоциации, месторождения Даугызтау, характеризуется Т⁰гом. – 200-240⁰. Из кварц-альбитовых метасоматитов Карабугутской площади 240-265⁰С. Флюидные включения по составу углекислотные, двухфазовые. Тонкозернистый кварц из внутренней зоны аргиллизитов месторождения Песчаное, характеризуется Т⁰гом. = 150-185⁰С. Флюидные включения по составу двухфазовые – газовой-жидкие, с содержанием газовой (углекислотной) фазы до 15-25%.

Заключение.

1. Золото-редкометалльные и золотосеребряные месторождения Букантау и Ауминзатау отличаются комплексом рудосопровождающих метасоматитов. Метасоматиты золото-редкометалльных месторождений соответствуют единому ряду закономерной последовательности становления магматических и постмагматических процессов, с определенными окolorудными изменениями которого проявлены отдельные продуктивные минерально-геохимические парагенезисы. Золотосеребряные объекты представлены более поздними образованиями процессов минерало- и рудообразования.

2. Значение установленных метасоматических пород неоднозначно в формировании оруденения. Редкометалльное (и золотое) оруденение в скарнах наложенное – скарны являются благоприятной средой для рудообразования. С грейзеновыми, кварц-полевошпатовыми и апоскарновыми метасоматитами связано синхронное редкометалльное оруденение. Золотое оруденение имеет сопряженный характер с пропилинитами, березит-лиственитами, эйситами и аргиллизитами.

Библиографический список

1. Дорофеев Д.А., Лайпанов Х.Х. О гидротермально-метасоматических преобразованиях на Кокпатавском рудном поле (Центральные Кызылкумы) // Тр. ЦНИГРИ. М., 1971. ч. 2. С. 17–30.
2. Шаякубов Т.Ш. (ред.) Мурунтау.–Т.: Фан, 1998. - 539 с.
3. Карабаев М.С. Березиты золото-сульфидных объектов гор Ауминзатау: зональность и особенности минерального состава // Вестник НУУз, Ташкент. 2015. «Университет», №3/2. С.76-78.
4. Карабаев М.С. Околорудно-измененные породы Карабугутской площади (горы Ауминзатау) и их зональность // Вестник НУУз, Ташкент, 2012. №2/1. «Университет», С.45-47.
5. Котов Н.В., Зеерев Ю.Н., Порицкая Л.Г. Золото-черносланцевое рудообразование (Центральные Кызылкумы) // Санкт-Петербург: «Невский курьер». – 115 с.
6. Щербань И.П., Цой Р.В., Иванов И.П. и др. Околорудные метасоматиты Западного Узбекистана. М., Наука, 1990. 189с.
7. Шер С.Д., Лайпанов Х.Х., Нагорная Г.В. Классификация окolorудных метасоматитов на месторождениях золота в связи с геологическими условиями образования // Метасоматизм и рудообразование. М.: Наука, 1974. С. 183–190.
8. Касавченко Г.В., Бархударов В.А., Шааков Б.Б. Основные черты геологии и минералого-геохимическая характеристика вольфрамового оруденения гор Букантау (Западный Узбекистан). Узб. геол. журн. 1982. С.23-29.
9. Ушаков В.Н. Металлогения вольфрама Западного Узбекистана. - Ташкент: Фан, 1991. -182 с.
10. Карабаев М.С. О некоторых вопросах скарнообразования и связанного с ним оруденения // Материалы Республиканской научной конференции, посвященной памяти академика Т.Н. Далимова // Ташкент, 2012. С.75-77.
11. Карабаев М.С. Типы вольфрамовых руд Сарытауского рудного поля (Центральные Кызылкумы) и минералого-

геохимические критерии их прогноза. Диссертация на соискание ученой степени кандидата геолого-минералогических наук. Фрунзе, 1990. С. 129.

12. Проценко В.Ф. Метаморфизм и рудогенез в чернослацевых толщах Средней Азии // Т., ГП «ИМР», 2008. – 116 с.

13. Карабаев М.С. Изучение органического вещества осадочно-метаморфогенных породах Восточного Букантау (Центральные Кызылкумы). Вестник НУУз, «Университет», Ташкент 2011. №2/1. С. 45-48.

14. Исмаилов М.И. Минералого-генетические и геохимические особенности скарново-редкометалльных месторождений Западного Узбекистана. Ташкент, Изд-во «Фан», 1975. 196с.

15. Омеляненко Б.И. Околорудные гидротермальные изменения пород // М., «Недра», 1978, -265 с.

16. Жариков В.А., Омеляненко Б.И. Классификация метасоматитов. //Метасоматизм и рудообразование.– М. Наука 1978, С 9-27.

17. Жариков В.А. Геология и метасоматические явления скарново-полиметаллических месторождений Западного Карамазара. — «Труды ИГЕМ», 1959, вып. 4. 371 с.

18. Мусаев А.М. Формации гидротермально-измененных пород месторождений золота и меди Западного Тянь-Шаня // Металлогения золота и меди Узбекистана. – Ташкент, 2012. С.234-269.

19. Карабаев М.С. Изучение органического вещества осадочно-метаморфогенных пород Восточного Букантау (Центральные Кызылкумы). Вестник НУУз, «Университет», Ташкент 2011. №2/1. С. 45-48.

20. Гурейкин Н.Я., Арифлулов Ч.Х., и др. Геолого-минералогические особенности золоторудного месторождения сульфидно-вкрапленных руд // Советская геология. – 1982.- №5.- С.86-95.

УДК 553.411

© Жанибеков Б.О., Турапов М.К., Умматов Н.Ф., Умаралиев А.У., Суяров Ш.С. 2017 г.

СТРУКТУРНЫЕ ПОЗИЦИИ И ГЕОДИНАМИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ ФОРМИРОВАНИЯ ЗОЛОТОРУДНЫХ ПРОЯВЛЕНИЙ В АУМИНЗАТАУ-БЕЛЬТАУСКОМ РУДНОМ РАЙОНЕ

Жанибеков Б.О., ведущий инженер-геолог ГП «Институт минеральных ресурсов»; **Турапов М.К.**, зав. сектором тектонофизических методов исследований, ГП «Институт минеральных ресурсов» Госкомгеологии РУз, доктор геол. – мин. наук, академик РАЕН, профессор; **Умматов Н.Ф.**, инженер-геолог 2-кат. ГП «Институт минеральных ресурсов»; **Умаралиев А.У.**, магистрант ТашГТУ им. И.А. Каримова; **Суяров Ш.С.**, студент ТашГТУ им. И.А. Каримова.

Maqolada Auminzатов-Beltov rayonining oltin konlari va ma'dan namoyonlarining geologik-strukturaviy pozitsiyalarini o'rganilganlik natijalari, undan tashqari geodinamik sharoit ostida rivojlangan ma'dan ob'ektlarini rasshifrovkasi keltirilgan. Aniqlandiki, o'rganilayotgan rayonda oltin namoyon bo'lishi keng spektrli uzilmali buzilmalar ostida rivojlangan. Ularni maydon bo'yicha birikmasi etti xil struktura pozitsiyalarida shakllanishi oldindan aniqlangan. Aniqlangan Auminzатов-Beltov struktura pozitsiyalarinio'yxshashligiga qaramay ularni minerallashuv jarayoni ostida ta'sirlari turlicha. Geodinamik va tektonik jihatdan farqlanadigan, tektonik bloklarga aloqador bo'lmagan Auminzатов va Beltovni alohida ko'rib chiqish uchun yo'l qo'yib beradi. ShSh va ShF uzilmali buzilmalar profillanadigan strukturalar, Auminzатов va Beltov oltin hosil bo'lish struktura pozitsiyalaridagi elementlardagi farqlanish hisoblanadi.

Tayanch iboralar: foydali qazilmalar, region, oltin, strukturaviy pozitsiyalar, tektonika, geodinamika, darzliklar, tektonik bloklar, oltin ma'danlashuvini joilashishi.

The article reflects the results of studying the geological and structural positions of gold deposits and ore occurrences in the Auminzatau-Beltau region, as well as the decoding of the geodynamic environments under which ore objects were formed. It is shown that manifestations of gold were formed in the investigated area under the influence of a wide spectrum of breaking disruptions. Their combinations in space predetermined the formation of seven types of structural positions. Despite the similarities between the revealed structural positions of Auminzatau and Beltau, their influence on the process of ore formation is different. Differences in the elements of the structural position of the manifestations of gold in Beltau and Auminzatau, where the structural structures are SW and NW breaking, allow Beltau and Auminzatau to be considered as separate, interconnected tectonic blocks that differ in tectonics and geodynamics.

Key words: minerals, region, gold, structural positions, tectonics, geodynamics, faults, tectonic blocks, gold mineralization locations.

Вопрос о позиции рудного объекта в геологическом пространстве с учетом геологических образований и структурных особенностей – это одна из основных проблем в изучении закономерностей формирования месторождений полезных ископаемых, в особенности при проведении геолого-структурных исследований по изучению условий формирования и размещения эндогенного оруденения.

Как известно, большинство эндогенных рудных месторождений Узбекистана контролируются складчато-разрывными структурами, в связи с этим, вопрос о их структурных позициях имеет важное значение при прогнозно-поисковых работах.

Главной задачей изучения позиции и их систематики, по мнению В.А. Королева (1983 г.) является: «Выявление таких элементов, как крупные структуры, которые позволяют приводить районирование площади и выделить участки с однородным тектоническим режимом». Позиция рудного объекта – это участок геологической структуры (литологическая, структурная, магматическая) или нескольких структур которые совместно повлияли на процесс эндогенного рудообразования и определили тип месторождения и морфологию оруденения. В связи с этим, вопрос о позиции рудного объекта в структурах и геологических образованиях изучаемой территории является важной задачей. Его решение может повлиять на эффективность прогнозных и поисковых работ.

Учитывая это при проведении исследовательских работ в Ауминзатау-Бельтауском рудном районе, направленных на разработку методики прогноза и поиска золота в закрытых территориях в обрамлении Ауминзатау и Бельтау одной из задач явилось определение структурных позиций проявлений золота на данной территории.

Исследования показывают, что в Бельтау проявления золота формировались под влиянием широкого спектра структурных элементов земной коры. Анализ выявленных позиций позволил разделить их на семь групп: зона северо-восточного разлома; зона северо-западного разлома; зона искривления разлома; зона пересечения разломов; зона скальвания; зона субпараллельных разломов и зона клиновидных структур (рис. 1). В этих структурных позициях формировались все проявления золота Бельтау. Широкий диапазон структурных позиций указывает на частую изменчивость (не стабильность) тектонической обстановки, предшествовавший процессам рудообразования, которая и обусловила такое разнообразие тектонических элементов и их сочетания [1].

Распределение золоторудных объектов по этим позициям крайне неравномерно. Позиция одного объект связана с северо-восточным разломом. Для северо-западных разломов также характерен контроль формирования одного проявления золота.

По два объекта установлены в позициях связанных с участком, с искривлением разломов в зонах пересечений разломов и разветвления разломов. В

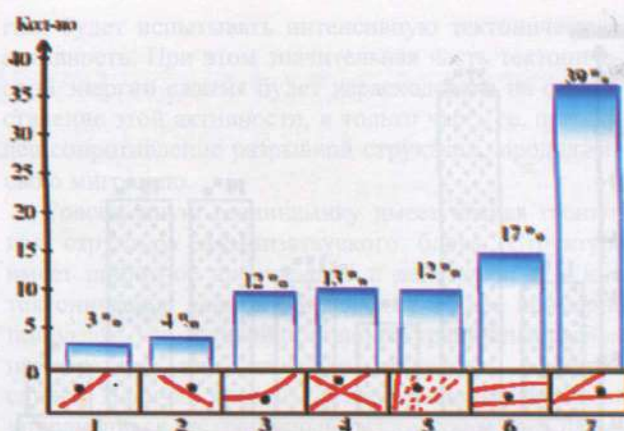


Рис. 1. Распределение золоторудных проявлений Бельтау по структурным позициям. Структурные позиции: 1-зона северо-восточного разлома; 2-зона северо-западного разлома; 3-зона искривления разлома; 4-зона пересечений разломов; 5-зона скальвания; 6-зона субпараллельных разломов; 7-зона клиновидной структуры.

площадях между субпараллельными разломами отмечены три золоторудных объекта.

Самое большое количество проявлений золота отмечается в клиновидных структурах. Золоторудные объекты формировались в этих структурах, которые образовались за счет сопряжений северо-восточных, субмеридиональных и субширотных разломов.

Распределение золоторудных проявлений по структурным позициям в Ауминзатау также неравномерное. Минимальное количество проявлений золота отмечено в зоне пересечения разломов (рис. 2). С северо-восточными разломами и их ответвлениями пространственно связано шесть (около 23%) проявлений. По пять (19%) проявлений установлены в зонах параллельных разломов и клиновидных структур. Самое большое количество (27%) проявлений золота выявлено в зонах северо-западных разломов.

Анализируя структурные позиции проявлений золота в Ауминзатау-Бельтауском районе, выявлено сходство в позициях и количественное различие в размещении объектов в этих позициях.

Возникает вопрос – почему одни и те же структурные элементы и их сочетания неравномерно влияют на ход процесса рудообразования в Ауминзатау – Бельтауском рудном регионе? Так, например, северо – восточные и северо – западные разломы Бельтау определяют позицию по одному проявлению золота, тогда как в Ауминзатау они соответственно влияют на формирование трех и шести проявлений золота.

В поиске ответа на вопрос пришлось проанализировать данные по геологии и рудоносности района, а также учесть геодинамическую обстановку периода рудообразования. При анализе структурных позиций золоторудных проявлений, в горах Бельтау выявлена одна особенность – почти во всех рудоконтролирующих структурных позициях непосредственное участие принимают северо-восточные разломы. Формирование клиновидных структур, образование зон

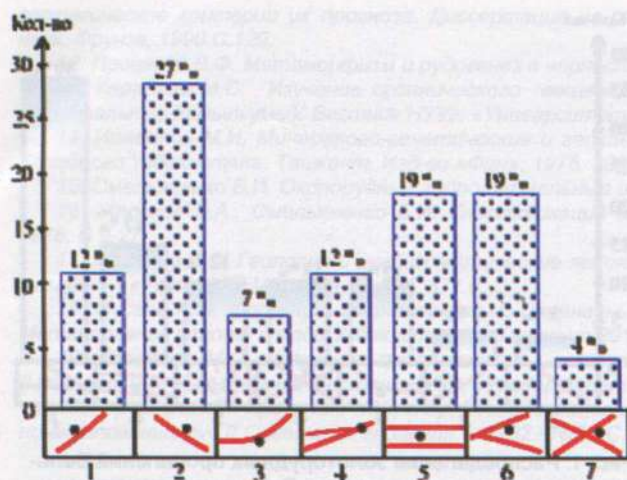


Рис. 2. Распределение золоторудных проявлений Ауминзатау по структурным позициям. Структурные позиции: 1-зона северо-восточного разлома; 2-зона северо-западного разлома; 3-зона искривлений разлома; 4-зона разветвлений разлома; 5-зона субпараллельных разломов; 6-зона клиновидной структуры; 7-зона пересечений разломов.

субпараллельных разломов, пересечения и сопряжения разломов, искривление разломов, зоны их разветвления непосредственно связано с северо-восточными разломами. Реконструкция геодинамической обстановки и механизма формирования северо-восточных разломов позволила установить, что воздействие региональных горизонтальных тектонических усилий на всю территорию Центральных Кызылкумов происходило неоднозначно. Виной всему этому явилось наличие различных систем разрывных нарушений и блоковое строение региона. Различие в параметрах и морфологии тектонических блоков и их пространственное положение в площади Центральных Кызылкумов предопределили степень влияния региональных тектонических усилий сжатия на каждого из них. При этом, усилия сжатия на каждый блок могут быть ослаблены или же, наоборот, усилены. Все зависит от геодинамики их граничных структур. При активности граничных разломов в форме сдвига, воздействие усилий сжатия на блок ослаблено, т.к. часть энергии сжатия расходуется на смещение. При отсутствии каких-либо вертикально-горизонтальных движений по разлому, когда происходит прикрытие его полости, происходит усиление воздействия сжатия на тектонический блок.

Анализ тектоники гор Бельтау и Ауминзатау показывает существенное различие в их структурно-тектоническом строении, роли структур в формировании и размещении эндогенного оруденения. Это позволяет заключить, что их геодинамические условия были различны, в особенности в процессах рудоотложения. Причину различия в геодинамике следует искать в тектонике региона. Анализируя все данные по тектонике региона, изложенные в работах М.А. Ахмеджанова, О.М. Борисова, П.Д. Резвой, А.К. Бухарина и др. пришли к выводу о том, что геодинамические условия и структурно-тектонический каркас Бельтау и Ауминзатау обусловлены в первую очередь их блоковым

строением. Именно блоковое строение обеспечило развитие и различие структурных элементов и определило, какие из них будут способствовать формированию и размещению золотого оруденения. Кроме того, морфология блоков является главной причиной формирования геодинамической обстановки внутри каждого блока, а также в определении направлений смещений блоков.

Различие в структурных позициях золоторудных проявлений Бельтау и Ауминзатау, где профилирующими структурами являются северо-восточные и северо-западные разрывные структуры, позволяют Бельтау и Ауминзатау рассматривать как два отдельных, не взаимосвязанных тектонических блоков, которые имеют общие черты в геологическом строении, но различаются по тектонике и геодинамике, в особенности, металлогении золота.

Рассматривая вопрос геодинамической обстановки Ауминзатау-Бельтауского рудного района до- и в процессах рудообразования следует отметить, что изучением геодинамики района в локальном масштабе никто не занимался.

По нашему мнению еще до предрудного этапа геологического развития Бельтау и Ауминзатау приобрели блоковую форму. Бельтау с юго-востока и с северо-запада ограничивался параллельными глубинными разломами, а на юге и севере – региональными разрывными структурами. В схеме А.К. Бухарина и др. «Структурно-формационные подзоны западной части Южного Тянь-Шаня» южный граничный разлом Бельтауского блока соответствует граничному разлому структурно-формационных зон. Ауминзатауский тектонический блок также ограничен субширотным и северо-западным разломами. В схемах М.Т. Хона и А.Д. Швецова и др., отражающих тектоническое строение палеозойского фундамента Центральных Кызылкумов на севере Ауминзатауского блока проходит рудоконтролирующий разлом. Он же является северной границей блока. На юге его ограничивает граничный разлом структурно-формационных зон (между Зарафшан-Туркестанским и Зарафшано-Алайским СФЗми). Позиция блока определяется его приуроченностью к зоне граничного разлома структурно-формационных зон, осложненных северо-западными рудоконтролирующими структурами.

Главными элементами, определяющими тектонику и геодинамику этих тектонических блоков являются: для Бельтау – субпараллельные поперечные глубинные разломы; для Ауминзатау – региональный разлом, являющийся граничным элементом СФЗ на юге блока. По набору структурных элементов и их пространственной ориентации можно заключить, что в этих блоках тектоническая обстановка и деформация часто менялась.

Происходила смена сжатия на растяжение и наоборот. Хотя эти два тектонических блока расположены рядом при региональных тектономагматических процессах их структурно-



тектоническое развитие происходило неоднозначно. В особенности, это касается структурообразования и связанного с ним минералообразования.

В предрудном и рудном этапах развития Бельтауский блок под воздействием региональных тектонических усилий испытывал смещение на юг. Это смещение было вызвано тектонической активностью граничных структур. Сдвиг повлек за собой образование трещин отрыва северо-восточного направления, которые в дальнейшем переросли в разломы. Впоследствии эти разломы контролировали процесс рудообразования. Контролирование осуществлялось за счет сопряжений северо-восточных разломов с глубинной структурой. Смещения граничных структур повлекло за собой горизонтальное перемещение Бельтауского блока на юг. А на юге его граничный региональный глубинный разлом субширотного направления, не дает блоку свободно перемещаться. В результате под воздействием тектонических усилий, направленных на блок с севера, происходит новоструктурообразование северо-западного направления. Контролирование ими золоторудных проявлений Бельтауского тектонического блока указывает на их рудоконтролирующую роль, а также дает основание считать, что они формировались до процессов рудоотложения. Их тектоническая активность и взаимоотношение с другими разрывными структурами в процессах рудообразования создали определенные структурные условия для размещения золотого оруденения.

Таким образом, внутренняя геодинамика Бельтауского блока определялась: позицией блока в структурах Центральных Кызылкумов; его морфологией; активностью граничных структур, активностью самого блока.

Геодинамику Ауминзатауского блока по всей вероятности определяют граничный разлом структурно-формационных зон на юге и рудоконтролирующий разлом на севере блока. Они протягиваются субпараллельно, в широтном направлении и, естественно, являются структурными элементами, которые первыми принимают на себя воздействие тектонических усилий.

Как известно региональные тектонические усилия сжатия (в период формирования Южно-Тянь-Шаньской складчатой системы) действовали на Центрально-Кызылкумский регион в северо-восток – юго-западном направлении. И в этой ситуации между направлением тектонических усилий и граничными элементами Ауминзатауского блока угол составлял 40-45°. При таком положении структуры земной коры по отношению к направлению тектонических усилий, как показывают многочисленные эксперименты, разрывная структура, в зависимости от ее морфоло-

гии, будет испытывать интенсивную тектоническую активность. При этом значительная часть тектонической энергии сжатия будет израсходована на осуществление этой активности, и только часть ее, преодолев сопротивление разрывной структуры, продолжит свою миграцию.

Совсем иную геодинамику имеет южная граничная структура Ауминзатауского блока. Структура имеет широтное простирание и действующие с юга тектонические усилия направлены на нее примерно под углом 30°. В такой обстановке граничный разлом приобретает, тектоническую активность в форме сдвига. Наличие системы северо-западных разломов упирающихся на граничный разлом указывает на такую активность, т.к. формирование их связано именно с горизонтальными движениями по структуре. По генетическому типу они являются трещинами отрыва. И они, как правило, являются рудоконтролирующими структурами.

Таким образом, рассматривая структурно-тектоническое строение Ауминзатау-Бельтауского района в рамках региональной геодинамической обстановки выявилось, что геодинамика при переходе в локальный масштаб меняется в своем механизме проявления, а также в формах последствий этих проявлений. В одно и то же геологическое время в Ауминзатау и Бельтау под воздействием единой региональной геодинамической обстановки сложились различные геодинамические условия, которые в Ауминзатау образовали систему северо-западных, а в Бельтау – северо-восточных разрывных нарушений, сыгравших ключевую роль в пространственной миграции и концентрации рудного вещества.

Этот результат является одним из наиболее значимых теоретических выводов, полученных в ходе изучения тектонических и структурно-тектонических особенностей изучаемой территории. Предварительный анализ размещения золотого оруденения в Ауминзатау-Бельтауском районе подтверждают правомочность разработанной теории механизма формирования и развития рудоконтролирующих структур. Это дает основание указать на практическую сторону данной теории, которая заключается в том, что при проведении поисково-разведочных работ основными структурами, которые могут контролировать концентрацию рудных элементов в форме рудных тел в Бельтау, являются северо-восточные и северо-западные разломы, а в Ауминзатау – северо-западные. Эти две системы разломов как бы являются структурным ориентиром при поиске новых золоторудных объектов в пределах Ауминзатау-Бельтауского рудного района.

Библиографический список

1. Королев В.А. Структурные типы рудных полей и месторождений Средней Азии. Москва, «Недра», 1983, С. - 216.

ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ВАНАДИЕВОГО КОМПЛЕКСА ЗА РУБЕЖОМ И В РЕСПУБЛИКЕ УЗБЕКИСТАН

Санакулов К.С., генеральный директор НГМК, доктор технических наук, профессор; Петухов О.Ф., зам. начальника по науке ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук, доцент; Василёнок О.П., начальник ЦНИЛ НГМК.

Maqolada vanadiy asosiy qo'llanish sohalari va uning birikmalari, vanadiy ishlab chiqish boshqa manbalari va asosiy minerallar haqida qisqa tavsifi keltirilgan bo'lib, texnologik sxemalar tahlil qilingan va O'zbekiston Respublikasida vanadiy ishlab chiqarishni yo'lga qo'yish zaruriyati va imkoniyatlari keltirilgan.

Tayanch iboralar: ruda, vanadiy, texnologiya, maydalash, titan, magnit separatsiyasi, vanadinit, kuydirish, soda, egiluvchanlik chegarasi, pulat va vanadiy qotishmalarni ligirlash, metalning fizik-kimyoviy tasnifi, buyumning metallig'imi, kayishqoqlik, egiluvchi va siqiluvchi kuchlarga qashilik chegarasi, ferrovaniyali qotishma, analitik laboratoriya, kimiyo sanoati, shisha va keramik sanoati, xloridli vannadiy, vanadiyli ruda jamlamasi.

The main areas of application of vanadium and its compounds are presented in the article, the main minerals and other sources of vanadium extraction are briefly described, technological schemes are analyzed and a conclusion is made about the possibility and necessity of creating vanadium production in Uzbekistan.

Key words: ore, vanadium, technology, grinding, titanium, magnetic separation, vanadinite, roasting, soda, elastic limit, ligation of steel and vanadium alloys, physical and chemical characteristics of metal, metal content of products, viscosity, tensile and flexural tensile strength, ferrovaniy-Fe alloy, analytical laboratory, chemical industry, glass and ceramics industry, vanadium chloride, complex vanadium ores.

Ванадий является исключительно важным стратегическим материалом, что обусловлено в основном его применением в базовых отраслях экономики.

Основной потребитель ванадия (до 80%) – это чёрная металлургия. Лигирование стали и сплавов ванадием значительно улучшает физико-химические характеристики металла и существенно снижает металлоёмкость изделий. В специальных сортах сталей (особенно в нержавеющей) ванадий способствует образованию тонкой и равномерной структуры, делает сталь более плотной, повышает вязкость, предел упругости, предел прочности при растяжении и изгибе (т. н. рессорная сталь). Ванадий – важная добавка в инструментальной (до 2%) и конструкционной (до 0,2%) сталях. Весьма значительную роль ванадий играет при выпуске низколигированных сталей для проката труб магистральных нефте- и газопроводов, а также в строительстве и машиностроении. Ванадий – незаменимый компонент в сплавах для постоянных магнитов. Вводят в сталь его в виде феррованадия – сплава Fe с 35-80% ванадия.

В цветной металлургии ванадий применяют в сплавах на нежелезной основе (медно – ванадиевые сплавы, ванадиевые бронзы, латуни титано – ванадий – алюминийевые сплавы и т.д.). Добавки ванадия в золото придают последнему несвойственную ему твёрдость, и эти сплавы используются для зуботехнических целей. Из-за химической стойкости сплава никеля в 18-20% ванадия, соизмеримой с инертностью благородных металлов, сплав используют для изготовления лабораторной химической посуды.

В химической промышленности V_2O_5 используется как активный катализатор в производстве серной кислоты и при синтезе органических веществ. Текстильная промышленность использует ванадаты в качестве протрав при хранении хлопчатобумажных тканей, а аналитические лаборатории используют их в качестве реагентов для анализа.

Стекольная и керамическая промышленность используют соединения ванадия благодаря их разнообразной окраске. Хлорид ванадия применяется при термохимическом разложении воды в атомно – водородной энергетике, а пентаксид ванадия также используется в качестве положительного электрода (анода) в мощных литиевых батареях и аккумуляторах.

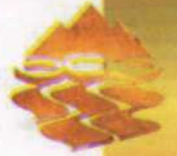
Весовое содержание ванадия в земной коре (0,02%) превышает содержание меди, цинка и свинца. Однако самостоятельные промышленные месторождения встречаются редко – ванадий рассеян в различных минералах и горных породах.

Характерная особенность промышленных ванадиевых руд – комплексность.

В рассеянном состоянии ванадий находится в образованиях магматического и осадочного происхождения. Рассмотрим некоторые наиболее важные из них.

Магнетиты и титаномагнетитовые руды. Ванадий в них изоморфно замещает железо (радиусы ионов V^{3+} и Fe^{3+} соответственно 0,65 и 0,67 Å). В табл. 1 приведено содержание ванадия в пересчёте на V_2O_5 и TiO_2 в титаномагнетитах различных месторождений [1-4].

Титаномагнетитовые руды обогащают по комбинированной схеме включающей гравитационное обо-



гашение и магнитную сепарацию [1, 3]. При магнитной сепарации происходит отделение ильменитовой фракции от магнетитовой. При этом ванадий, связанный с магнетитом переходит в магнитную фракцию, а ильменит – в слабомагнитную. Однако при обогащении в ильменитовых хвостах теряется часть присутствующего в руде ванадия, а магнетитовый концентрат содержит 4-5% TiO_2 . В табл. 2 приведены данные по обогащению Кусинской руды (Россия) методом магнитной сепарации.

На рис. 1 представлена схема обогащения титаномагнетитовой руды Качканарского месторождения [3].

Технологическая схема (второй и третьей очередей обогатительной фабрики) включает одну стадию сухой магнитной сепарации, три стадии измельчения до крупности 95% класса $-0,074\text{ mm}$ и четыре стадии мокрой магнитной сепарации.

Кстати, эксплуатация качканарских титаномагнетитов экономически оправдана благодаря комплексности, когда наряду с железом извлекается ванадий.

В Республике Узбекистан как сопутствующий элемент ванадий находится в титаномагнетитовых рудах Тебинбулакского месторождения Республики Каракалпакстан (примерно 0,14 % V_2O_5) [4, 11].

Проведённые специалистами НИИМР (Ташкент) исследования [4] показали, что из руды месторождения Тебинбулак методом магнитной сепарации удаётся повысить содержание V_2O_5 с 0,14% (в руде) до 0,60% (в концентрате). Тебинбулакское месторождение является наиболее крупным железосодержащим рудным объектом на территории Узбекистана, в котором помимо ванадия в качестве сопутствующего ценного металла присутствует также титан. По вещественному составу и технологическим свойствам эти руды аналогичны рудам Качканарского месторождения.

Для плавки в домне используют магнитный магнетитовый концентрат, который предварительно агломерируют. Полученный ванадиевый чугун переделывают в сталь в бессемеровских конверторах или мартеновских печах. Ванадиевые шлаки этих переделов содержат до 18 % V_2O_5 и являются в настоящее время основным источником получения пятиоксида ванадия [1, 14].

Карнотитовые руды. В карнотитовых рудах ванадий представлен двумя минералами – карнотитом ($K_2O \cdot 2UO_3 \cdot V_2O_5 \cdot nH_2O$) и т ю я м у н и т о м ($CaO \cdot 2UO_3 \cdot V_2O_5 \cdot nH_2O$). Основные месторождения карнотитовых руд расположены в США на Колорадском плато. В США разработаны и освоены в промышленности три типа технологических схем комплексной переработки карнотитовых руд [5]:

- 1) обжиг руды с солью при температуре 800°C с последующим выщелачиванием ванадия и урана раствором соды (завод «КАЭ» в Монтиселло, штат Юта);
- 2) содовое автоклавное выщелачивание необогащённой руды при температуре 104°C и давлении 0,77 МПа (завод «Эльдорадо майнинг» и завод «Анаконда копер майнинг», штат Нью – Мексико);
- 3) сернокислотное выщелачивание урана и ванадия при температуре $60-80^\circ\text{C}$ с использованием окислителей (заводы «Керр – Мак-Ги» и «Юравен»).

Таблица 1
Содержание V_2O_5 и TiO_2 в титаномагнетитах.

Страна, район, месторождение	Содержание, %		Литература
	V_2O_5	TiO_2	
Канада	0,3-0,4	10-20	[1, 2]
Швеция (Таберг)	0,5	17	[1, 2]
Россия, Качканарское месторождение	0,13	1,2-1,3	[3]
Россия, Урал, Кусинское месторождение	0,2-0,7	5-14	[1]
Индия и Пакистан	1,4-1,9	11-14	[1, 2]
Республика Узбекистан, месторождение Тебинбулак	0,13-0,15	1,8-3,0	[4]

В результате переработки карнотитовых руд на американских заводах производят уран (в виде диурата) и ванадий (в виде V_2O_5).

Роскоэлитовые руды. В этих рудах ванадий представлен очень упорным ванадиевым минералом – роскоэлитом – $KV_2[AlSi_3O_{10}](OH)_2$, который называется также ванадийсодержащий мусковит (32,4% V_2O_5). Проведёнными исследованиями [6] установлено, что процесс выщелачивания ванадия из роскоэлита серной кислотой находится в кинетической области ($E_{акт}=54,12\text{ kJ/mol}$). Наиболее эффективным путём интенсификации процесса выщелачивания ванадия является повышение концентрации серной кислоты до 200-250 г/л, температуры до $80-90^\circ\text{C}$ и времени выщелачивания до 8-15 ч.

Бокситы. В бокситах, используемых для производства глинозёма и алюминия, содержится ванадий. В месторождении Тиммана (Россия) содержание ванадия – 0,09%, в бокситах СУБРа (Урал) – 0,04 %. Доля же запасов ванадия в бокситах всех его мировых запасов – 14,7% [7]. При переработке бокситов по методу Байера 65% ванадия переходит в шлам, остальная часть находится в растворе. Разработано несколько способов извлечения ванадия из шламов и растворов [1, 7, 12]. Подчёркивается, что попутное извлечение ванадия имеет не только экономический фактор, но и существенно для целей технологии.

В странах СНГ, опыт попутного получения V_2O_5 имеется на Днепровском, Павлодарском и Кировоградском алюминиевых заводах. В Индии на глинозёмных заводах Hindustan Alco, Bharat Alco, Indian Alco перерабатываются бокситы с повышенным содержанием ванадия. В упаренных растворах этих предприятий после отделения соды содержится 4 кг/ m^3 V_2O_5 . В результате на заводах этих компаний получают более 2,5 тыс. т шлама, содержащего более 600 т V_2O_5 . Это количество ванадия почти полностью удовлетворяет нужды страны [7].

Таблица 2
Результаты обогащения Кусинской титаномагнетитовой руды.

Материал	Содержание, %		
	FeO	TiO_2	V_2O_5
Руда	28-29	13-14	0,68
Ильменитовый концентрат	35-36	40-41	0,05-0,06
Магнетитовый концентрат	80-82	4-5	0,95-1,0

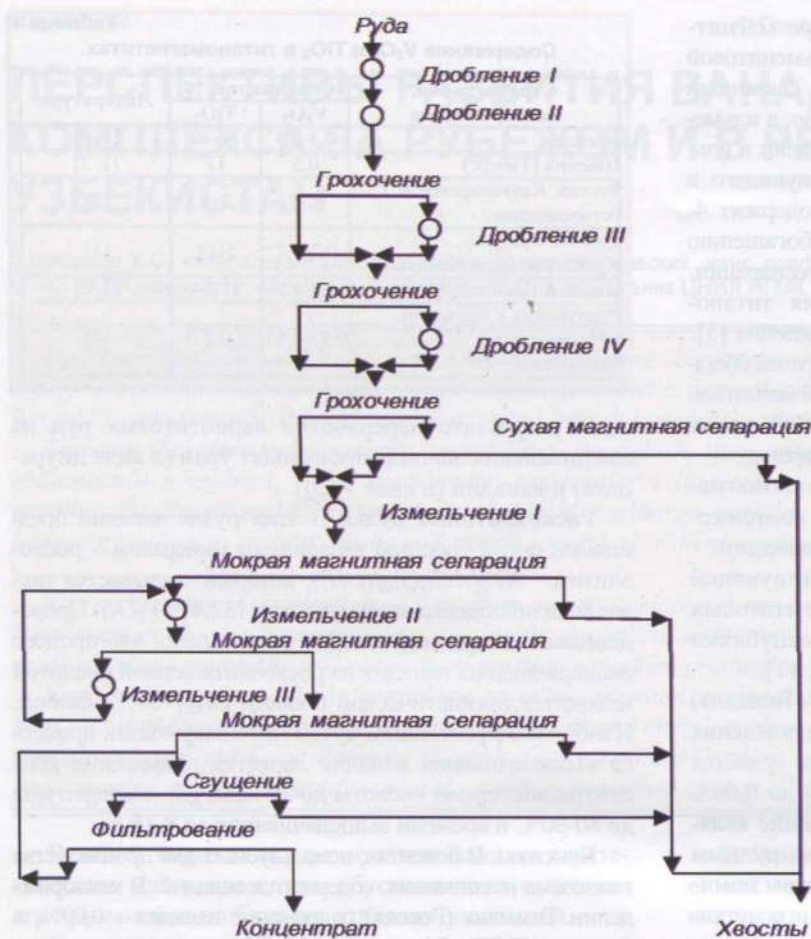


Рис. 1. Схема обогащения титаномагнетитовой руды Качканарского месторождения.

Ванадийсодержащие фосфориты. При кислотной переработке фосфоритов на фосфорную кислоту ванадий переходит в раствор. После выпаривания фосфорной кислоты ванадий осаждают путём его окисления хлоратом натрия. При термической переработке фосфоритов (термовозгонка фосфора) ванадий переходит в феррофосфор. Феррофосфор, содержащий 3-5% V_2O_5 перерабатывают химическим методом [1, 12].

Содержание ванадия в фосфоритах месторождения Ташкура (Кызылкумы, Узбекистан) и в продукте его переработке – фосфогипсе, находится в пределах 40 – 60 г/т.

Горючие сланцы. Общие потенциальные ресурсы горючих сланцев в мире оценены в пределах 550 млрд. - 26 трлн. т [8]. Основные ресурсы сосредоточены в США и связаны с формацией Грин – Ривер. Большие запасы горючих сланцев есть в Австралии, Бразилии, Китае. По данным работы [9] в Республике Узбекистан запасы горючих сланцев только в месторождении Сангрунтау оцениваются в 180 млн. т. Содержание ванадия в сланцах этого месторождения находится в пределах 900 – 1670 г/т [8], а общие запасы 288 000 т [9]. Учитывая, что наряду с ванадием горючие сланцы содер-

жат и другие ценные металлы (рений, молибден, РЗЭ и др.), этот вид сырья следует отнести к перспективным источникам извлечения ванадия при условии комплексного его использования.

При всём многообразии минерального сырья, содержащего ванадий, главным источником извлечения ванадия в настоящее время является техногенное сырьё – ванадиевые шлаки и отработанные ванадиевые катализаторы. Подробнее остановимся на выделении ванадия из ванадиевых шлаков [10]. Как отмечалось выше, ванадиевые шлаки содержат примерно 18% V_2O_5 . Например, ванадиевый шлак, получаемый из титаномагнетитовой руды Качканарского месторождения, содержит 15-22% V_2O_5 , 28-30% Fe и 6,5-7,0 % Ti. Наибольшее распространение в мировой практике получил способ пиromеталлургического извлечения ванадия. Пиromеталлургический способ включает следующие основные переделы:

- подготовка шихты, состоящей из ванадиевого шлака и реагентной добавки, содержащей ионы щелочных или щелочноземельных металлов;
- окислительный обжиг шихты;
- выщелачивание растворимых соединений ванадия (ванадатов натрия, калия или кальция) из огарка;
- выделение растворенных соединений ванадия в осадок термогидролизом;
- переработка осадков термогидролиза в V_2O_5 .

В зависимости от вида реагента, используемого при подготовке шихты перед обжигом, технологии условно называют «сильвинитной» (при добавке сильвинита или $NaCl$), «содовой» (при добавке Na_2CO_3) и «известковой» (при добавке CaO или $CaCO_3$).

По сильвинитной технологии работает завод «Юнион Карбайд» в США и Чусовской металлургический завод (Россия). Технологическая схема получения соединений ванадия обжигом ванадийсодержащего шлака с $NaCl$ (используется также сильвинит состава 25,5% KCl +72,5% $NaCl$) представлена на рис. 2. Шихту формируют из измельчённого шлака и добавки 8-10% $NaCl$ (или сильвинита), затем её гранулируют с добавлением аммиачной селитры и обжигают при температуре 700- 800 $^{\circ}C$ в течение 4-5 ч. После обжига огарок поступает на водное и кислотное выщелачивание. Пульпу фильтруют, осадок на фильтре промывают водой и сбрасывают. Из раствора выделяют соединения ванадия путём термогидролиза при $pH=1,7-2,0$ и температуре 90-100 $^{\circ}C$. Осадки направляют на получение V_2O_5 или феррованадия.

По содовой технологии работают заводы в США, Германии и Чехии. В качестве добавки применяют кальцинированную соду в количестве 8-10%.

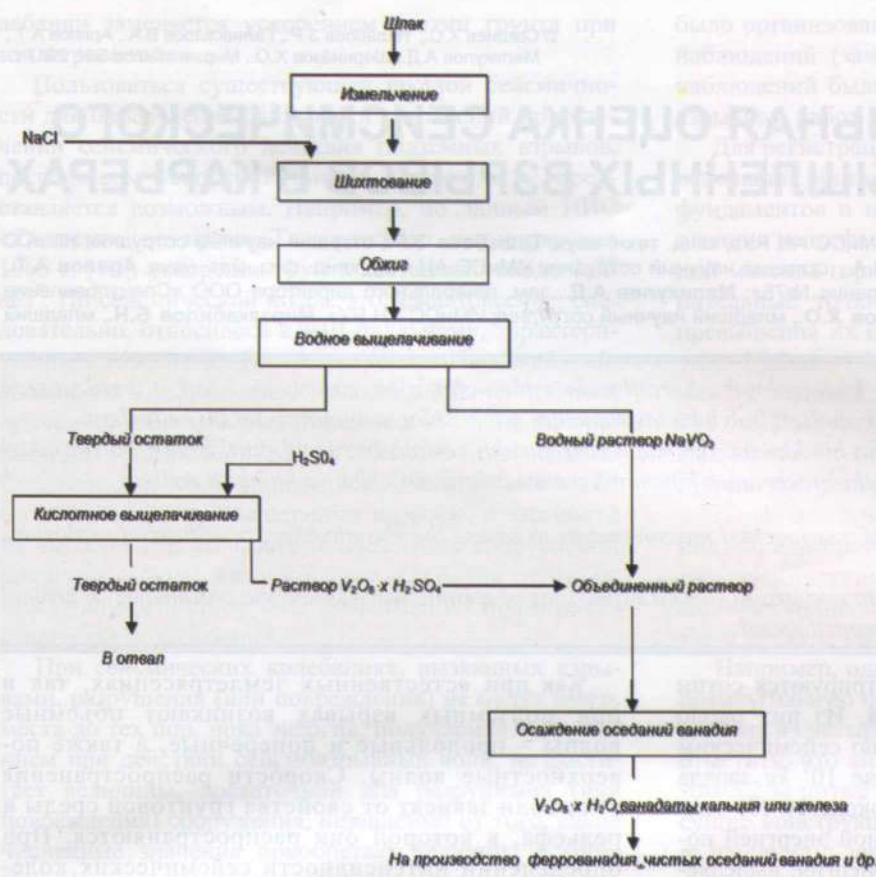
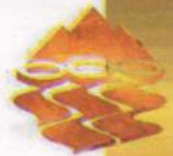


Рис. 2. Технологическая схема переработки ванадиевого шлака по сильвинитной технологии.

Обжиг ведут при температуре 740-780⁰С. В остальной схеме аналогична «сильвинитовой».

«Известковая технология» основана на том, что введение в качестве добавки Са – содержащих реаген-

тов, таких как известняк, обожжённая известь и доломит приводит при обжиге к образованию ванадатов кальция, которые хорошо растворяются в слабокислых растворах [13]. Обжиг ведут при температуре 800 – 860⁰С в течение трёх часов. Обожжённая шихта охлаждается, измельчается и выщелачивается серной кислотой при pH 2,5-2,7. Полученную пульпу фильтруют, осадок промывают водой и сбрасывают. Продуктивный раствор после фильтрации направляется на выделение ванадия термогидролизом. Выделенный осадок отделяют от раствора, сушат и прокалывают. Получают техническую V₂O₅. Извлечение ванадия из шлаков в готовую продукцию составляет 75%.

Как видно из представленного материала, Республика Узбекистан располагает необходимым ванадийсодержащим минеральным и техногенным сырьем, а также технологическими возможностями для организации производства V₂O₅.

Таким образом, авторы считают необходимым продолжать вести исследовательские работы по комплексной переработке железованадиевых, железованадийтитановых, уранованадиевых и других комплексных руд, с целью извлечения из них ценных металлов.

Библиографический список

1. Киндяков П.С., Коршунов Б.Г., Фёдоров П.И., Кисляков И.П. Химия и технология редких и рассеянных элементов.- М.: Высшая школа.- 1978.- С. 16-33.
2. Минеральные ресурсы промышленно развитых и развивающихся стран. Справочник Министерства геологии. – М.: – 1973.
3. Справочник по обогащению руд. Обоганительные фабрики. /Под ред. Богданова О.С. и Ненарокова Ю.Ф. – М.: Недра. – 1984. – С. 212 – 217.
4. Ахмедов Х., Попов Е.Л., Хамидуллаев Б.Н. и др. Вещественный состав и технология переработки титаномагнетитовых руд месторождения Тебинбулак // Геология и минеральные ресурсы. – 2015. - №2. – С.51-54.
5. Петухов О.Ф., Хасанов Ф.С., Руднев С.В., Истомин В.П. Уран. – Ташкент: Турон Zamin-ziyo». – 2015. – С.303-322.
6. Петухов О.Ф., Туресебеков А.Х. О причине упорности руд в отношении выщелачивания из них ванадия // Горный вестник Узбекистана. – 2012. - №3. – С.41-43.
7. Яценко С., Сабирзянов Н., Анашкин В. Ванадий из бокситов // Металлы Евразии. – 2005. - №5. – С.62-63.
8. Евдокимов Л.А., Кудинов А.А., Васильев П.Г. Металлоносные горючие сланцы – источник расширения топливно-энергетического баланса и сырьевой базы радиоактивных и редкоземельных металлов // Горный вестник Узбекистана. – 2007. - №1. – С.21-24.
9. Лузановский А.Г., Турамурадов И.Б., Туресебеков А.Х. Перспективные особенности добычи рения и осмия из золоторурановых руд и горючих сланцев Кызылкумов // Горный вестник Узбекистана. – 2007. - №1. – С.31-33.
10. Андреев Е.Е., Антошин Б.Е., Тихонов О.Н. Анализ состояния и перспективы развития ванадиевого комплекса в России и за рубежом // Обогащение руд. – 2004. - №3. – С. 35-40.
11. Юсупходжаев А.А., Худояров С.Р., Валиев Х.Р., Рузиев З.Н. Анализ возможных путей подготовки железных руд Узбекистана к металлургическому переделу// Горный вестник Узбекистана. – 2016. - №4. – С.124-126.
12. Коршунов Б.Г. Об источниках получения ванадия при переработке руд цветных и редких металлов // Цветные металлы. – 1982. - №12. – С. 89-93.
13. Вольдман Г.М., Андреев В.К., Ланин Л.Л., Науменков С.П. Кинетика сернокислотного выщелачивания ванадийсодержащего конвертерного шлака, обожжённого с известняком // Цветные металлы. – 1989. - №3. – С. 86-88.
14. Васютинский Н.А., Нарушин Г.А., Титомер Б.П. и др. Ванадий в титановых шлаках // Цветные металлы. – 1976. - №12. – С. 37-38.

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ОЦЕНКА СЕЙСМИЧЕСКОГО ЭФФЕКТА ПРОМЫШЛЕННЫХ ВЗРЫВОВ В КАРЬЕРАХ

Сагдиев Х.С., зам. директора по науке ИМиСС АН РУз, канд. техн. наук; Тешабоев З.Р., старший научный сотрудник ИМиСС АН РУз, канд. техн. наук; Галиаскаров В.А., старший научный сотрудник ИМиСС АН РУз, канд. физ.-мат. наук; Арипов А.Т., генеральный директор ООО «Спецуправление №75»; Меликулов А.Д., зам. генерального директора ООО «Спецуправление №75», канд. техн. наук, доцент; Шерниёзов Х.О., младший научный сотрудник ИМиСС АН РУз; Мирзакабилов Б.Н., младший научный сотрудник ИМиСС АН РУз.

Maqolada karerlardagi murakkab kon-geologik sharoitlarida ishlab-chiqarish zaruriyati bilan o'tkazilayotgan portlatishlarning seysmik samaralarini baholash bo'yicha instrumental o'lchashlar natijalarini tahlili keltirilgan.

Tayanch iboralar: karerlar, portlash moddalari, bir vaqtda va guruhli sekinlashtiruvchi portlashlar, portlashdagi seysmik to'lqinlar, gruntlarni va inshootlarni tebranish kinematik parametrlari, ko'chish va ko'chish tezligi.

The article summarizes the results of instrumental measurements to assess the seismic effect of industrial explosions in complex geological conditions.

Key words: career, explosives, instant and group slowed explosions of seismic wave kinematic parameters of ground motion and structures, moving and movement speed.

Ежегодно на земном шаре регистрируются сотни тысяч естественных землетрясений. Из них около 1000 землетрясений соответствуют по сейсмическим сигналам взрывам мощностью свыше 10^7 кг заряда условного взрывчатого вещества, и около 10 000 землетрясений – взрывам с эквивалентной энергией порядка 10^6 кг заряда. Сейсмическая энергия, выделяемая за год всеми землетрясениями в виде упругих волн, составляет примерно 10^{18} Дж, что в терминах энергии взрыва составляет энергию заряда взрывчатого вещества массой около 10^{12} кг [1].

Сейсмические события, связанные с проведением взрывных работ, вполне сравнимы с естественными землетрясениями как по интенсивности колебаний в случае проведения ядерных взрывов, так и по количеству событий за год при проведении промышленных взрывов. Вызываемые ядерными взрывами колебания земли, эквивалентны по своей интенсивности колебаниям от землетрясений сейсмической магнитудой в диапазоне $M=3,7$. Большой объем взрывных работ с использованием химических ВВ реализуется также в горном деле, при строительстве дорог, гидротехнических и транспортных сооружений и т.п.

Значительную долю из всего объема разрушаемых, перемещаемых и перерабатываемых горных пород, в том числе полезных ископаемых, составляют скальные и полускальные породы, имеющие предел прочности на сжатие 80–400 МПа и более, выемка которых из недр возможна после их предварительного рыхления или дробления, для чего в настоящее время используется энергия взрывчатых веществ [2, 3]. Основной объем взрывных работ в промышленности проводится скважинными зарядами, которые подрываются группами с общей массой ВВ в десятки и сотни тонн. Следовательно, за год на земном шаре происходит свыше сотни тысяч сейсмических событий, связанных с промышленными взрывами и эквивалентных землетрясениям с магнитудой $M=1,3$.

Как при естественных землетрясениях, так и при подземных взрывах возникают объемные волны – продольные и поперечные, а также поверхностные волны. Скорости распространения этих волн зависят от свойства грунтовой среды и рельефа, в которой они распространяются. При определении интенсивности сейсмических колебаний на различных грунтах встречаются с большим разнообразием инженерно-геологических условий, систематизировать которые трудно особенно в горных районах. По сравнению с равнинными территориями, в горных условиях изучение характера сейсмических колебаний на верхних слоях с различными геометрическими и физическими параметрами довольно затруднительно. Затухание сейсмозрывных волн с расстоянием является сложным физическим процессом, а прогнозирование кинематических параметров сейсмозрывных колебаний грунта имеет большое значение при изучении сейсмического воздействия подземных взрывов на сооружения.

Следует отметить, что имеет место довольно существенное различие в спектральных характеристиках промышленных взрывов и землетрясений, но они наиболее близкие по спектральному составу по сравнению с другими методами возбуждения колебаний грунта и сооружений. Поэтому спектральные характеристики взрывов и землетрясений можно считать подобными [3–9].

Постановка эксперимента. При расчете зданий и сооружений на действие естественных землетрясений полагают, что действие последнего эквивалентно силам инерции, действующим на здания при землетрясении. Величина этих сил по закону Ньютона принимается равной массе рассматриваемого элемента, умноженной на ускорение частиц грунта при колебании. Действительное ускорение сооружений при ко-



лебании заменяется ускорением частиц грунта при землетрясении.

Пользоваться существующей шкалой сейсмичности для определения балльности сотрясений при изучении сейсмического действия подземных взрывов, посредством ускорений смещений грунта не представляется возможным. Например, по данным ИИС «Ташкент» во время Ташкентского землетрясения 1966 г. [10], ускорение грунта составляло около $1,75 \text{ m/s}^2$. По сейсмической шкале это землетрясение, следовательно, относилось к VIII-балльному, характеризуемое как сильное. Величина ускорения колебаний, вызванных взрывом, часто достигает $1,0 \text{ m/s}^2$ и более, причем сейсмозрывные колебания с таким ускорением для многих сооружений являются безопасными. Специалисты, проводившие исследования сейсмического действия промышленных взрывов, в частности их способности вызывать повреждения сооружений, пришли к выводу, что ускорение колебания грунта не может служить критерием повреждений под воздействием таких колебаний.

При сейсмических колебаниях, вызванных взрывами, разрушения (или повреждения) не будут иметь места до тех пор, пока энергия, получаемая сооружением при действии сейсмозрывных волн, не достигает величины, достаточной для разрушения (или повреждения) сооружения, независимо от того, какие численные значения приобретает величина ускорения. Поэтому в качестве критерия влияния сейсмозрывных волн на сооружения принимается величина кинетической энергии, сообщаемой сейсмозрывной волной, основным показателем которой является скорость колебания частиц грунта.

Взрывные работы нередко выполняются на территориях вблизи объектов промышленного, культурно-бытового назначения и населенных пунктов. Имеются сведения о выполнении взрывных работ в крупных населенных пунктах [8]. В таких случаях для защиты зданий и сооружений от сейсмического воздействия при взрывных работах масса одновременно взрывааемых зарядов ограничивается, чтобы при взрывании исключались повреждения, нарушающие их нормальное функционирование, а взрывы рассматриваются как сейсмические события.

С целью экспериментальной оценки сейсмического эффекта промышленных массовых взрывов, производимых на карьере Шавазсайского месторождения известняков, изучения степени их влияния на обеспечение сейсмической безопасности зданий близрасположенного жилого поселка был выполнен комплекс инструментальных измерений. Добычной горизонт карьера находится на холме на относительном превышении около 100 m от уровня основания зданий поселка, в районе Ахангаранского района, которые расположены на расстоянии $400\text{--}450 \text{ m}$ от ближайшей границы карьера. Для получения более полной информации об интенсивности колебаний грунта и зданий при массовых взрывах на участке исследований

было организовано оптимальное количество пунктов наблюдений (замеров). При формировании пунктов наблюдений были учтены условия проведения буровзрывных работ в карьере и рельеф местности.

Для регистрации колебаний зданий и их грунтовых оснований организованы измерительные точки возле фундаментов и на чердаках. Также для определения влияния рельефа местности на интенсивность колебаний массива горных пород были организованы измерительные точки на склоне холма, относительные превышения их отметок от основания зданий составляли $29,2 \text{ m}$ и $80,4 \text{ m}$. Горизонтальные проложения между точками наблюдений изменялись от 140 до 200 m . Следует отметить, что повышенный интерес вызывало естественное расположение населенного пункта, который находился в нижней части склона.

Из жилых домов и зданий поселка для обследования были выбраны наиболее близко расположенные к карьере, несущие конструкции которых состоят из синча и сырцового кирпича, т.е. имеющие как гибкие, так и жесткие конструктивные решения.

Например, одно из зданий из синча имеет в плане прямоугольную форму с размерами в осях $11,2 \times 12,8 \text{ m}$, состоит из четырех комнат и летнего айвана. Следует отметить, что айван на металлических колоннах шагом $3,2 \text{ m}$ позже пристроен к основному зданию. Несущие конструкции - продольные стены высотой $3,2 \text{ m}$ из синча с заполнением гуалы из глины. Причем, наружная продольная стена из двойного синча толщиной $0,4 \text{ m}$, а остальные продольные и поперечные стены из одинарного синча толщиной $0,25 \text{ m}$. Фундаменты - ленточные из бутового камня на глинистом растворе, их наружная поверхность покрыта цементным раствором. Перекрытие здания - из деревянных балок, крыша - чердачная, двухскатная, кровля - из волнистых асбестоцементных листов.

Другое здание из сырцового кирпича имеет в плане Г-образную форму с размерами в осях $15,6 \times 15,0 \text{ m}$ и состоит из четырех комнат и летних айванов. Здание было построено в два этапа: вначале построена продольная часть, состоящая из трех комнат с летним айваном, а затем - поперечная пристроенная часть, состоящая из одной комнаты с летним айваном и въездом для машин. Пристроенная часть имеет общую стену с ранее построенной частью здания. Следует отметить, что айваны построены на металлических колоннах. Несущие конструкции - продольные стены высотой $2,2 \text{ m}$ толщиной $0,3 \text{ m}$, стены - из сырцового кирпича с размерами $0,15 \times 0,30 \times 0,15 \text{ m}$. Фундаменты - ленточные из бутового камня на глинистом растворе. Перекрытие - из деревянных балок с шагом $0,6 \text{ m}$. Крыша - чердачная, двухскатная. Кровля - из металлического профиля и волнистых асбестоцементных листов.

Результаты исследований. Для проведения инструментальных измерений при массовых взрывах на карьере Шавазсай организована передвижная инженерная сейсмометрическая станция (ИСС), основан-

ная на гальванометрическом методе регистрации колебаний объекта [7, 11]. Также проведено испытание разработанной нами мобильной инженерной станции на базе компьютера с необходимым программным обеспечением, которая создана на принципе измерительной системы «датчик+усилитель+АЦП+ПК+ПО». В данной статье приведены только те результаты, которые получены на основе гальванометрического метода регистрации колебаний грунта и зданий при массовых взрывах.

При проведении натуральных экспериментальных исследований в полевых условиях для изучения динамического поведения сооружений и грунтовых сред используется комплекс сейсмометрической измерительной аппаратуры в зависимости от регистрируемых параметров динамического процесса. При этом измерительные каналы организуются на базе однотипных сейсмометров и гальванометров, имеющих идентичные характеристики, что повышает эффективность обработки и анализа полученных данных при динамических процессах. Поэтому в составе ИСС были использованы однотипные сейсмометры СМ-3, низкочастотные гальванометры с периодом собственной частоты 10 Hz (типа ГБ-III) и высокочастотные гальванометры с периодом собственной частоты 120 Hz (типа ГБ-IV), а также светолучевые осциллографы Н-041, шунтирующие коробки ШК-2, блок питания П-001 и соединительные провода [7, 11].

Калибровку сейсмометрических измерительных каналов можно провести двумя методами: расчетным методом с учетом характеристики измерительного комплекса и методом калибровки систем измерения на специальных лабораторных стендах. Для калибровки сейсмометрических измерительных каналов ИСС нами использован лабораторный вибростенд, состоящий из основного неподвижного корпуса, подвижной платформы (вибростоллик) и её регулируемых плеч [7, 12]. На вибростенде путем оттягивания платформы на определенные амплитуды создается колебание вибростоллика, амплитудно-частотная характеристика колебания которого регулируется с помощью длины плеч платформы. Для калибровки измерительного комплекса организованы тензометрические и

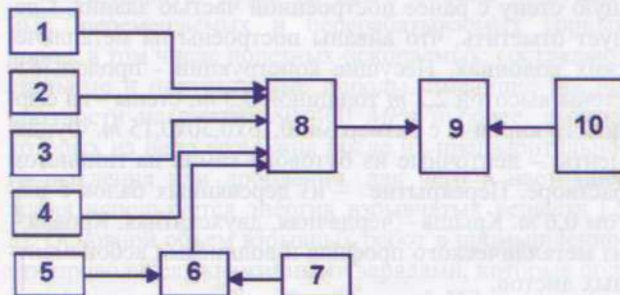


Рис. 1. Блок - схема измерительных каналов: 1, 4 – сейсмодатчики; 5 – тензометрический датчик перемещения; 6 – усилитель ТОПАЗ-3-01; 7 - блок питания АГАТ; 8 – шунтовая коробка ШК - 2; 9 – осциллограф Н-041; 10 – блок питания П-001

сейсмометрические измерительные каналы по электроизмерительной схеме, указанной на рисунке 1.

Колебания платформы вибростенда регистрируются с помощью тензометрического измерительного канала, состоящего из специально разработанного тензометрического датчика перемещения на базе тензорезистора, усилителя и осциллографа, и их блоков питания. Тензометрический датчик перемещения одним концом закрепляется на неподвижную стойку вибростенда, а другой конец на подвижную часть, т.е. на платформу стенда и предварительно тарируется с помощью индикатора часового типа марки ИЧ10МН с ценой деления $1,0 \times 10^{-5} \text{ м}$. При этом в зависимости от показания индикатора определяется отклонение луча гальванометра тензометрического канала осциллографа (рис. 1). Таким образом, устанавливается зависимость между перемещением платформы и отклонением луча гальванометра тензометрического канала осциллографа. На основании полученных данных строятся тарировочные кривые (рис. 2): «перемещение вибростоллика (10^{-6} м) – отклонение луча гальванометра (10^{-6} м)».

Для определения коэффициента увеличения тензометрического измерительного канала из соотношения $A_u \cdot f_i = A_z \cdot \beta_i$, получаем:

$$f_i = \frac{\beta_i \cdot A_z}{A_u} \quad (1)$$

где A_u – перемещение вибростоллика по ИЧ10МН; A_z – отклонение луча гальванометра по осциллографу; β_i – коэффициент закругления тензометрического измерительного канала по усилителю; f_i – коэффициент увеличения тензометрического измерительного канала.

На основе тарировочных данных тензодатчиков перемещений (рис. 2) (1), используя полученные записи колебания платформы тензометрическим и сейсмометрическим измерительными каналами, определяем коэффициенты увеличения сейсмометрических измерительных каналов в зависимости от амплитудно-частотных характеристик колебаний вибростоллика. Для определения коэффициента увеличения сейсмометрических измерительных каналов для перемещения и скорости колебаний получены формулы:

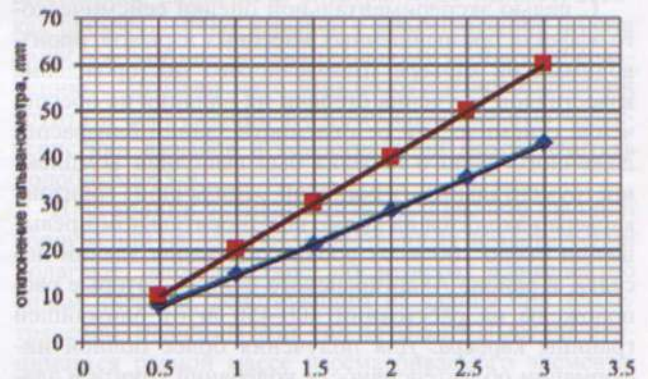


Рис. 2. Тарировочные кривые тензометрических измерительных каналов.



$$f_c = \frac{\beta_c A_c f_t}{\beta_t A_t} \quad (2)$$

$$f_c^{ck} = \frac{\beta_c A_c f_t T}{\beta_t A_t 2\pi} \quad (3)$$

где $A_c=[X_c(T)]$ и $A_t=[X_a(T)]$ – размах (двойная амплитуда) гармонических колебаний для каждого периода, измеренных по осциллограмме сейсмометрическим и тензометрическим измерительными каналами, T – период колебаний платформы вибростенда, β_c – коэффициент заглубления сейсмометрического канала; f_c и f_c^{ck} – коэффициенты увеличения сейсмометрических измерительных каналов для регистрации перемещения и скорости колебаний.

Следует отметить, что средние значения коэффициентов увеличения измерительных каналов для повышения точности вычисляются из совокупности не менее десяти двойных амплитуд, измеренных по осциллограмме. Процесс тарировки измерительных каналов производится при различных амплитудах и частотах колебаний платформы. В качестве примера на рис. 3 приведены зависимость амплитудно-частотных характеристик и коэффициенты увеличения сейсмометрических измерительных каналов для регистрации перемещения (а) и скорости (б) колебания объекта в диапазоне частот 2-20 Hz колебаний платформы вибростенда.

По изложенной методике были откалиброваны сейсмометрические измерительные каналы и организована в период экспериментальных исследований передвижная инженерно-сейсмометрическая станция в поселке. Следует отметить, что использованная электроизмерительная схема при организации ИСС в полевых условиях идентична с электроизмерительной схемой (рис. 1), использованной при калибровке сейсмометрических измерительных каналов на лабораторном вибростенде, чем обеспечивалась идентичность характеристик организованных измерительных каналов ИСС в полевых условиях с лабораторными данными (рис. 3), что позволяет производить обработку и проводить анализ с высокой точностью результатов инструментальных измерений при взрывах.

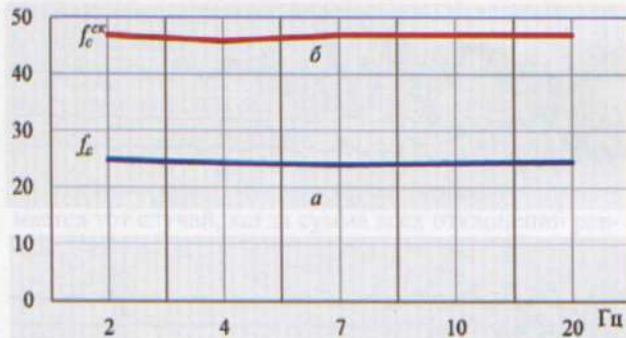


Рис. 3. Амплитудно-частотные характеристики и увеличение сейсмометрических измерительных каналов для регистрации перемещения (а) и скорости (б) колебания объекта: СМ-3+ГБ-III при $b_c=50$; СМ-3+ГБ-IV при $b_c=1$.

В соответствии с постановкой эксперимента были организованы сейсмометрические измерительные каналы «СМ-3+ГБ-IV» для регистрации скорости перемещения грунта возле фундамента зданий и горной породы на холме, а для регистрации перемещения колебания чердака зданий использованы каналы по системе «СМ-3+ГБ-III». Для получения подробной информации о поведении зданий и грунта при взрывах организованы сейсмометрические измерительные каналы в составе ИСС с учетом возможной интенсивности воздействия и амплитудно-частотного спектра сейсмозврывных волн.

Так как взрывы могут производиться одновременно в разных частях карьера, и направления фронта сейсмозврывных волн точно определить практически невозможно, то во всех измерительных точках сейсмические датчики были установлены во взаимно перпендикулярных направлениях (рис. 4). В связи с этим сейсмодатчики разделены по направлению относительно карьера на две группы, регистрирующие продольные и поперечные колебания объекта в пунктах наблюдений при взрывах. При установке сейсмодатчиков на грунте были подготовлены площадки размером 0,60x0,60 м, которые залиты бетонным раствором для образования ровной плоскости и обеспечения совместной работы с грунтом. Для исключения случайного сдвига (поворота) корпуса сейсмодатчики на площадках были установлены с использованием раствора алебаstra.

Взрывы в карьере Шавазсай, в основном, производились скважинными зарядами глубиной 8-10 м, количеством четыре-пять групп с интервалом замедления до 40-50 ms. Оценка сейсмического эффекта короткозамедленных взрывов (к.з.в.) представляет определенные трудности, несмотря на достигнутые результаты в этой области. Рациональные параметры к.з.в. в каждом конкретном случае определяются в опытным порядке. Важнейшими параметрами к.з.в. являются число групп зарядов, масса заряда в каждой группе и интервал применяемого замедления между ними. Очевидно, что сейсмический эффект при этом снижается с уменьшением величины одновременно взрываемого заряда каждой серии замедления, т.е. с увеличением числа серий замедляемых групп. Влияние еще одного параметра взрыва – интервала замедления групп до конца не установлено.

В период проведения экспериментальных исследований были зарегистрированы колебания грунта и зданий при 22 массовых взрывах в карьере, произведенных на различных расстояниях от наблюдаемых точек, и при различной общей массе зарядов. Масса одновременно взрываемых зарядов корректировалась по результатам регистрации колебания грунта у основания зданий и изменялась в зависимости от расстояния и состояния взрываемого блока от 5000,0 до 9900,0 kg. Следует отметить, что сейсмический эффект взрывов между собой существенно отличался ещё в связи с тем, что они производились



a)



b)



c)



d)

Рис. 4. Передвижная инженерно-сейсмометрическая станция (а), сейсмодатчики на чердаке (б), возле фундамента здания (в) и на склоне холма (г).

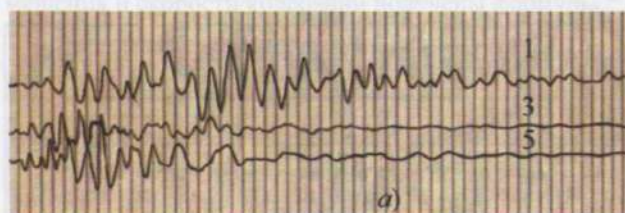
дилься на разных уровнях по высоте бортов и на разных расстояниях. Некоторые взрывы производились на уступах борта карьера, образованных предыдущими взрывами, а другие – на уступах борта, граничащего с другой стороны с естественным откосом холма. Породы некоторых взрывааемых блоков характеризовались повышенной трещиноватостью.

По результатам измерений было сложно установить закономерности распространения сейсмозврывных волн по трассе и на грунте у оснований зданий в зависимости от веса зарядов взрывчатых веществ и эпицентральных расстояний. В связи с этим, при разработке расчетных формул для определения скорости перемещения грунта и интенсивности воздействия сейсмозврывных волн за основу были приняты те взрывы, которые были идентичны по технологии проведения буровзрывных работ и создавали максимальный сейсмический эффект на местах их регистрации.

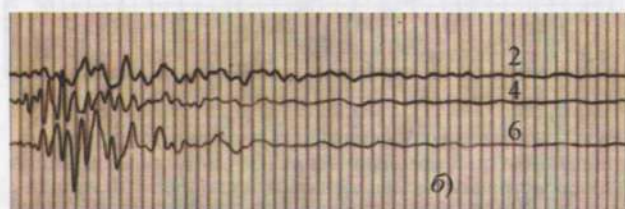
В качестве примера на рисунке 5 приведены записи продольного (а) и поперечного колебаний (б): чердака (1, 2) здания из синча, грунта (3, 4) возле фундамента и горной породы (5, 6) на склоне холма при различных значениях коэффициентов заглубления измерительных каналов.

В табл. 1 приведены результаты тех взрывов, которые по оценке сейсмического воздействия в пунктах наблюдений имели максимальные значения. По величине продольных и поперечных скоростей перемещения грунта определены их максимальные среднеквадратичные значения. Из приведенных данных видно, что максимальная интенсивность колебаний грунта у оснований зданий и на склоне холма при указанных взрывах оказалась около 3,0 и 5,0 баллов соответственно.

В табл. 1 также приведены эпицентральное расстояние, мощность зарядов взрывчатых веществ, максимальные среднеквадратичные значения скорости перемещения грунта и соответствующие им интенсивности воздействия сейсмозврывных волн по измерительным точкам.



a)



b)

Рис. 5. Записи колебания здания и грунта при взрыве.



Сводные данные по результатам экспериментальных замеров.

Таблица 1

№ п/п	Масса ВВ, кг	Измерительная точка на склоне холма			Измерительная точка возле фундамента зданий		
		Эпицентральное расстояние, м	Максимальные значения $V_{max} \times 10^{-2}, m/s$	Интенсивность колебаний, балл	Эпицентральное расстояние, м	Максимальные значения $V_{max} \times 10^{-2}, m/s$	Интенсивность колебаний, балл
1	6400	465	1,4	≈5	640	0,38	≈3
2	7500	375	2,3	5,5	650	0,38	≈3
3	7100	505	1,5	5	680	0,29	2,5
4	9900	625	1,3	≈5	800	0,34	2,5
5	7450	395	2,16	5,5	570	0,5	3
6	6500	455	2,43	5,5	620	0,51	3
7	6000	425	1,82	5	570	0,48	3
8	7000	385	1,83	5	530	0,48	3

Из работы [7] известно, что существуют многочисленные выражения для прогнозирования сейсмического воздействия взрывов. В качестве примера для прогноза сейсмического воздействия взрывов, запланированных производить в карьере, можно привести выражение для скорости перемещения грунта в виде:

$$V = k R_{np}^{-n}, R_{np} = \frac{R_0}{\sqrt[3]{Q}}, \quad (4)$$

где Q - общая масса заряда ВВ (кг); k - коэффициент пропорциональности, определяемый из эксперимента; R_{np} - приведенное расстояние; R_0 - эпицентральное расстояние от места взрыва до пункта наблюдения (м); n - показатель степени.

Величина показателя n в данной формуле определяет степень ослабления интенсивности колебаний с расстоянием, зависящую от акустических свойства грунтов от точки взрыва до пункта наблюдения. К достоинствам выражения (4) относятся простота расчетов и универсальность использования при оценке сейсмического эффекта взрывов с различными параметрами, что имеет существенное значение на практике. При оценке сейсмического воздействия однократного взрыва по формуле (4) следует ориентироваться на средние значения коэффициента k , а при многократно повторяющихся взрывах в расчет необходимо закладывать максимальные значения этого коэффициента.

Как известно, в практических расчетах в общем случае, инструментально измеренные значения кинематических параметров колебаний грунта при взрывах не будут равны расчетным величинам, полученным по эмпирическим формулам типа (4). Поэтому разность правой и левой части формулы (4) обозначим через e и её перепишем для всех отклонений в виде:

$$k (R_{np})^{-n} - V_i = e_i, \quad (i=1,2,3, \dots, m) \quad (5)$$

В выражении (5) за наилучшее положение принимается тот случай, когда сумма всех отклонений равна нулю, т.е.

$$\sum_{i=1}^m e_i = 0 \quad (6)$$

Для определения постоянных k и n все отклонения разбиваем на группы, содержащие примерно одинаковые значения, и, приравнявая их нулю, получаем уравнения, количество которых равно числу неиз-

вестных коэффициентов. По изложенной методике, логарифмируя уравнение (5), с учетом (6) получим систему из двух уравнений:

$$e_1 + e_2 + e_3 + e_4 = 0, e_5 + e_6 + e_7 + e_8 = 0. \quad (7)$$

Из решения системы уравнений (7), используя приведенные данные в таблице 1 для определения скорости перемещения грунта возле фундамента здания, получим эмпирическую зависимость в виде:

$$V = 1260 \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R_0} \right)^{2.3} \quad (8)$$

В представленной формуле (8) использованы характеристики произведенных взрывов в карьере, сейсмические воздействия которых оцениваются в пределах 3 балла.

Имеются многочисленные работы, посвященные исследованию механизма разрушения пород при короткозамедленных взрывах (к.з.в.). Важнейшими параметрами к.з.в. являются число замедляемых групп (n) и интервал применяемого замедления (t) в $1,0 \times 10^{-3}$, с. Для сравнительной оценки сейсмического эффекта к.з.в. широкое распространение имеет формула:

$$\alpha_{кзв} = \frac{\alpha_{мгн}}{\sqrt{m}} \quad (9)$$

Здесь $\alpha_{кзв}$ - относительная сейсмичность к.з.в.; $\alpha_{мгн}$ - относительная сейсмичность мгновенного взрыва; m - число групп замедления. Как видно из формулы (9), сейсмический эффект при производимых в карьере короткозамедленных взрывах намного меньше, чем при мгновенных взрывах.

Следует отметить, что взрывы, в том числе и к.з.в., дающие минимальный сейсмический эффект, одновременно дают лучшие качественные показатели: лучшее качество дробления, меньшая ширина развала и т.д. При совершенных условиях основная энергия взрыва должна расходоваться на работу разрушения пород, конечно, имеется в виду взрывы, проведенные в относительно одинаковых технологических условиях. Только в этом случае подобное утверждение справедливо.

Различные исследователи для снижения сейсмического эффекта и определения максимальных скоро-

стей перемещения грунта при короткозамедленном взрыве предлагают разные формулы и эмпирические зависимости [7, 13]. Здесь для определения максимальных скоростей перемещения грунта при короткозамедленном взрыве в карьере воспользуемся следующей зависимостью:

$$g_{\text{кзв}} = k_{\text{кзв}} \frac{\sqrt{Q}}{R_0 \sqrt{R_0}} \cdot f(m) \quad f(m) = \frac{1}{\sqrt[3]{m^2}} \quad (10)$$

Используя данные, приведенные в табл. 1, по формуле (10) вычислены значения коэффициента пропорциональности, которые приведены в табл. 2. Из полученных данных видно, что коэффициент $k_{\text{кзв}}$ имеет максимальное значение при взрывах, интенсивность воздействия которых оценивалась в 3 балла. Для прогнозирования максимального воздействия сейсмозрывных волн было принято среднее значение коэффициента пропорциональности: $k_{\text{кзв}} = 225$.

Для проведения предварительного расчета скорости перемещения грунта у оснований зданий поселка при взрывах в карьере была принята следующая формула:

$$V_{\text{max}} = 225 \frac{\sqrt{Q}}{R_0 \sqrt{R_0}} \cdot \frac{1}{\sqrt[3]{m^2}} \quad (11)$$

По формулам (8) и (11) произведены вычисления и определены отклонения измеренных данных от расчетных данных. Результаты сравнения инструментальных измерений и расчетных значений скорости перемещения грунта приведены в табл. 3. Также в таблице приведена относительная оценка отклонения расчетных и инструментальных данных в процентах.

Относительное отклонение определено путем деления разности расчетных и экспериментальных данных на расчетные значения скорости перемещения грунта по формуле:

$$\Delta_{i, \text{отн}} = \left[\frac{V_i^{\text{э}} - V_i^{\text{р}}}{V_i^{\text{р}}} \right] \cdot 100\% \quad (12)$$

Из приведенных результатов видно, что максимальное отклонение измеренных данных относительно расчетных по формулам (8) и (11) составляют 27,5% при взрыве под номером 6. Относительное отклонение инструментальных и расчетных данных в целом по формулам (8) и (11) составляет в среднем соответственно: $\Delta_{\text{отн}} = 12\%$ и $\Delta_{\text{отн}} = 8,6\%$. Как видно из сопоставительных данных, рекомендуемые эмпирические выражения (8) и (11) имеют достаточно высокую точность при определении скорости колебаний грунта у основания зданий при взрывах в карьере.

Таблица 2

Расчетные значения коэффициента пропорциональности								Среднее значение
1	2	3	4	5	6	7	8	
225	212	178	226	224	285	243	204	225

Выводы. Из анализа инструментальных измерений установлено, что частотный спектр калибровки сейсмометрических измерительных каналов передвижной инженерно-сейсмометрической станции на лабораторном вибростенде в диапазоне 2-20 Hz полностью покрывает спектр частоты (4-14 Hz) колебаний грунта и зданий при произведенных массовых взрывах в карьере.

В результате визуального обследования выявлены объемно-планировочные и конструктивные решения близкорасположенных к карьере Шавазсай зданий, изучены их конструктивные особенности и имеющиеся повреждения в строительных конструкциях. Из результатов измерений установлено, что спектр частот колебаний зданий из синча и сырцового кирпича находится в пределах 4-7 Hz и 7-10 Hz соответственно, а грунтового основания зданий находится в пределах 7-14 Hz. В этом диапазоне частот также находятся преобладающие частоты колебаний зданий из сырцового кирпича, что указывает на появление резонансного явления и возможность получения серьезных повреждений при взрывах. Это подтверждается результатами обследования зданий, так как несущие конструкции – стены при небольших деформациях получают значительные повреждения.

Регистрация колебаний грунта производилась в пунктах наблюдений на разных уровнях по высоте относительно места расположения зданий поселка и различных расстояниях от места взрыва. Поэтому интенсивность колебаний грунта была различной в зависимости от расстояния и рельефа местности. Из полученных данных видно, что максимальные значения интенсивности колебания грунта возле здания и на склоне холма при зарегистрированных взрывах оцениваются по сейсмической шкале соответственно в 3 и 5,5 баллах. Как отмечалось, разнообразие грунтовых условий и рельефа местности приводят к существенным различиям интенсивности колебаний в пунктах наблюдений, хотя расстояние между ними составляет в среднем всего 160 м.

Допустимые значения скорости перемещения грунта основания выбираются из условия, чтобы повторяющиеся взрывы не вызывали в зданиях и сооружениях повреждений или накопления скрытых деформаций. Результаты анализа инструментальных данных показывают, что максимальные значения скорости перемещения грунта у оснований зданий поселка находятся для них в пределах максимальных значений скоростей колебания грунта при многократных воздействиях. В связи с этим, учитывая сравнительно низкое качество местных строительных материалов и конструктивных решений, в целом не отвечающих современным нормативным требованиям сейсмостойкого строительства, а также результаты анализа последствий местных землетрясений, были приняты в качестве



Таблица 3
Сопоставление экспериментальных и расчетных характеристик.

Экспериментальные данные	1	2	3	4	5	6	7	8	Средние значения
	по формуле (8)	0,38	0,38	0,29	0,34	0,5	0,51	0,48	
Отклонения, %	2,6	5	15	9,7	10,7	27,5	4,4	21,3	12%
по формуле (11)	0,38	0,4	0,36	0,34	0,5	0,4	0,44	0,52	
Отклонения, %	0	5	19,4	0	0	27,5	9,1	7,7	8,6%

критерия сейсмической опасности для данных зданий скорость перемещения грунта основания зданий в пределах 3-х баллов. С учетом этого предела критерия сейсмической опасности производимых взрывов в карьере, эквивалентных интенсивности 3 балла, были определены максимальные величины одновременно взрывааемых зарядов в зависимости от расстояния до наблюдаемого объекта (здания).

На следующем этапе экспериментов были проведены аналогичные замеры при производстве массовых взрывов в том же карьере, но с использованием

современных систем неэлектрического инициирования взрывов с внутрискважинным замедлением. В этой части исследований экспериментальными замерами было установлено, что величина скорости колебаний грунта в тех же пунктах наблюдений значительно меньше, чем при сейсмическом воздействии по технологии к.з.в. с применением соответствующих электродетонаторов и взрывании блока с разделением на несколько серий. При дальнейшем ведении взрывных работ в карьере это имеет существенное практическое значение для обеспечения сейсмической безопасности некоторых зданий поселка, состояние устойчивости которых оценивается как критическое.

Библиографический список

1. Садовский М.А., Дараган С.К., Долгополов Д.В., Кондорская Н.В. О методе определения энергии, высвободившейся при землетрясении. ДАН, 1987, т. 293, №3.
2. Авдеев Ю.Г., Копылов А.Б. Управление взрывной технологией. Новые предложения. – Тула: Тульск. гос. ун-т, 2008. – 110 с.
3. Андреев С.Г. и др. Физика взрыва. 3-е изд. Т.1. Андреев С.Г., Бабкин А.В., Баум Ф.А. и др. – М.: Физматлит, 2004. – 832 с.
4. Алтикаев Ф.Ф. Сейсмические колебания при землетрясениях и взрывах. –М.: Наука, 1969.
5. Красников Н. Д. К вопросу оценки динамической прочности и устойчивости гидросооружений при взрывных воздействиях. Бюллетень по инженерной сейсмологии, №6, Ереван, 1970.
6. Сагдиев Х., Юнусалиев Э. Сейсмические колебания грунта при крупномасштабных взрывах. Научно-техн. ж. ФерПИ, №3/4, 2000. – С.42-47.
7. Сагдиев Х.С., Юнусалиев Э.М. Колебания грунта и сооружений при промышленных взрывах в сложных горно-геологических условиях. – Ташкент: Fan va texnologiya, 2010. – 160 с.
8. Bernard T., Gagnon G. Blasting 1 Million Tons, 205 Meters from a Town. – The Journal of Explosives Engineering. – Vol.31, №4. – 2014. – P. 26-35.
9. Hustrulid W. Blasting principles for open pit mining. Vol.2. Theoretical Foundations. – Rotterdam, Netherlands: A.A. Balkema Publishers, Brookfield, 1999. – 631 pp.
10. Ташкентское землетрясение 26 апреля 1966 года. //Ташкент: Фан, 1971. – 615 с.
11. Аппаратура и методика сейсмометрических наблюдений в СССР. М.: Наука, 1974. – 242с.
12. Сагдиев Х.С., Тешабоев З.Р., Галиаскаров В.А., Шерниёзов Х.О., Мирзакобилов Б.Н. Методика экспериментальных исследований сейсмического воздействия взрывов в карьере Шавазсай на здания и их грунтовые основания. //Материалы Международной научно-технической конференции «Прочность конструкций, сейсмомодинамика зданий и сооружений». Ташкент, 12-14 сентября 2016 года. С. 177-181.
13. Миронов С.П. Взрывы и сейсбезопасность сооружений. – М.: Недра, 1973. – 224 с.

АНОМАЛ ЮҚОРИ БОСИМНИНГ ҚАТЛАМДА ПАЙДО БЎЛИШИДАГИ ГЕОТЕКТОНИК ФАКТОРЛАРНИ ВА ТУЗЛИ ТЕКТОГЕНЕЗНИНГ ТАЪСИРИНИ ИЛМИЙ АСОСЛАРИ

Юлдашев Т.Р. "Технологик машиналар ва жиҳозлар" кафедраси профессори, Қарши муҳандислик-иқтисодий институти.

В статье приводится возникновение anomalно-высоких давлений на пластах и их геотектонических факторов. Проведен анализ образования anomalно-высоких давлений на пластах в процессе тектогенеза, рассмотрено расположение солей на пластах и возникновение осложнений в процессе бурения в зависимости от условий промысла.

Опорные слова: anomalно-высокие давления, тектонический, геотектонический тектогенез, соляный шток, текущие соли, галогенные, гидротермальные, гравитационные характеристики, геостатический, ангидриты, горное давление, горизонтальные пласты, научное обоснование.

The article deals with rise to anomalно high pressures on seams and their geotectonic factors. An analysis of the formation of anomalно high pressures in reservoirs in the process of tectogenesis was carried out, the location of salts on the seams and the occurrence of complications in the drilling process, depending on the conditions of the fishery, were considered.

Key words: anomalно high pressures, tectonic, geotectonic tectogenesis, salt rod, flowing salts, halogen, hydrothermal, gravity, geostatic, anhydrite, rock pressure, horizontal strata, scientific substantiation.

Қатламда юқори аномал босимни (ҚАЮБ) пайдо бўлишида нефтлилик ва газлилик областида геотермик шароитлар асосий омиллардан бири ҳисобланади. Қатламда ҳароратнинг ошиши тектоник ҳаракатлар билан боғланган бўлади ва катта территориялардаги ҳарорат секинлик билан чуқурликдаги нефтлилик қатламидан катта чуқурликдаги қатламга кириб боради ва уни кескин ўзгаришига сабаб бўлади. Интрузив массивларни, вулконли-чўкма комплексларни, ёриқли тизимларни, тузли штокларни ҳамда органик моддаларни катагенитик жараёнларини пайдо бўлиши аниқ зона чегарасида қатламнинг ҳароратини кучайтиради ва ҚАЮБни пайдо бўлишига таъсир қилади.

Ҳароратнинг кучайиши тоғ жинсларини, флюидларни, нефть, газ ва сувнинг ҳажмини катта кўрсаткичда кенгайтиради [1]. Д.С. Брэдди нинг тадқиқот маълумотларига асосан сфериксимон шаклдаги цементланмаган минералларнинг доналарни ҳажмий кенгайиши тақрибан 5×10^{-6} ҳаж.бир. $^{\circ}\text{C}$ га тенг бўлади. Қатламдаги флюидларнинг ҳажмий кенгайиш коэффициентини (ҳаж. бирлик. $^{\circ}\text{C}$) қуйидагига тенг (1-жадвал).

Қулай геотектоник шароит аномал юқори қатлам босимини пайдо бўлишида етакчи ролни ўйнайди. Энг фаол тектоник шароит альп бурмалари области

билан тавсифланади лекин, у жуда ҳам қадимий бурмали областларга тўғри келади.

Чўкиндиларни нотекис жойлашуви юқори ва паст босимли қатламларни пайдо бўлишига сабаб бўлади, ўз навбатида жараёнларни дифференциацияланишига олиб келади, натижада оғирлик кучи, тик босим пластик массага таъсир қилади ва уни кам босимли зонага ҳаракатланишига йўналтиради.

Тхостов Б.А. АЮҚБни пайдо бўлиш сабабини ўрганган ҳолда у тоғ босимидан ташқари, қатлам энергиясини пайдо бўлишида тектоник кучланишни катта рол ўйнаганлигини ҳамда энг катта кучланиш тўпланган жойда свод қисмида бурмаларни жадал пайдо бўлишини изоҳлайди [1].

Тоғ босимини қатлам суюқликга ва газга узатилиш механизмини тушунтириш мураккаб жараён ҳисобланади ҳамда нормал шароитда тоғ босимини қатламнинг скелети қабул қилади ва у флюидларга узатилмайди. Нефть конларидаги АЮҚБни ўрганиш геологик қирқимнинг хусусиятига боғлиқ бўлади ва бунда табиий ҳолатни ифодалайди. Одатда ёриқли оҳақтошлар нефть ва газ уюмлари билан қирқилган бўлиб, лойли ва бошқа турдаги пластик ётқизиклар билан копланайди.

Тузли тектогенез Чоржу пағонасининг Амударё кўтарилмасида ва Бухора-Хива нефтлилик зонасида ҳамда бошқа регионларда ҳам кенг тарқалган. Тузли гумбазлар ва тош тузлари нефть ва газ уюмларини тутқичларини пайдо бўлишида катта рол ўйнайди. Бундай шаклланмаларни Ҳисор олди нефтьгазлилик зоналаридаги бир қатор конларда, Зеварда, Алан, Помук ва Чўлқувар майдонларининг геологик

1-жадвал

Сув	200×10^{-6}	Нефть	1000×10^{-6}
Минерал сув	400×10^{-6}	Газ (идеал)	4000×10^{-6}



жойлашувида кузатилади. Бу конларда чўкма ётқизикларнинг деформацияси, тузли штокларни киркиб кириб бориши, тузларнинг фаол кириб бориши ва бир вақтда қатламларнинг кўтарилиши билан тавсифланади. Тузли диапиризмни спецификаси тузли масалаларни ўзидан юқорида жойлашган чўкмаларни ораликлари орқали кўтарилишга олиб келган. Леверсон ўзининг тузни пластик оқиш назариясини [2] шундай илмий жиҳатдан асослайдики, туз ўзи юқори ковушқокли суюқлик кўринишида ёки пластик модда сифатида қатламда жойлашади ҳамда у оқувчанлик хусусиятга эга бўлади. Бундай ҳолат Кўкдумалоқ қонида олиб борилган бурғилаш ишлари жараёнларида ва ишлатишда казиб олинган маҳсулотларнинг таркибида нефть биргаликда чиқиб келган.

Чўлқувар майдонидаги кудукларни бурғилаш жараёнида содир бўлган аварияларни (3 та кудукда) кузатадиган бўлсак, отилманинг бошланғич даврида газни юқори босимда пайдо бўлиши, кейин туз аралашмасини чиқиб келиши кузатилади.

Кўпгина текширувчиларнинг маълумотларига мувофиқ Сурхондарё ва Ўрта Осиёнинг бошқа қўйилмаларида юқори юра қалинлигида эртачи бурларида тузли қатламларни қайта қатламлашиш ҳолатлари мавжуд.

Галоген пайдо бўлишда метаморфик ер усти суви таъсирида ва чуқур жойлашувда келиб чиқиши алоҳида бир қазилмаларда, киркимларда ёки локал участкаларда кам ўрганилган.

Галоген жинсларнинг гидротермик жараёнлар натижасида пайдо бўлиши геологларнинг диққатини ўзига тортади. Олмалик районида гидротермал шароитда, сульфатли ва тузли жинслар, устки ва ички қалинликларида гидротермал ангидритларини ҳосил қилади [3].

Табиий тузланган жойлардаги тузнинг таркиби хлориддан иборат. Улар иккита асосий жараёндан ташкил топади – буғланиш, ер усти қисми шароитида оқувчи ва тузли жинслар билан аралашади. Бу аралашуви ер усти қисмида ҳам чўкма қатламда содир бўлади. Тузли бассейнларда тузли сувларнинг мавжудлиги уларни биргаликда кўмилиши ёки гравитацион куч таъсирида чўкма ҳолатига ўтади яъни, қатламлар орасида туз қатламли кристаллар (рапалар) ҳосил қилади. Шуни ҳам эътиборга олиш керакки, тез ҳолда жинслари зичланади ва у ўтказмайдиган қатламга айланади, сиқилиш фақатгина пастда жойлашган қатламда эмас, юқори қатламда ҳам пайдо бўлади. Бу фикрни амалий маълумотлар асосида таҳлили қиладиган бўлсак, рапалар массаси тузли қатламларни зичланиши натижасида қатламларнинг тагига қисмига кириб боради.

Бу ерда оғир тузли сувларни гравитацион куч таъсирида пастга тушиши кузатилади. У ҳавза пайдо бўлиши натижасида бошланади ва тузли кон ҳавзалари босқичида тезкорлик билан оқади ва тузли сувларнинг минераллашиши максимал қийматга етади.

Гравитацион ҳаракат ҳақида текширув маълумотлари кам бўлганлиги учун, амалий ҳолда эътибор берилмаган. Тизимли равишда бу муаммоларни ўрганиш 1938 й. Москва давлат университети (МГУ) томонидан бошланган [4]. Ўтказилган текширув маълумотлари шуни кўрсатадики юқори даражада минераллашган сувлар кам минераллашган сувларнинг усти қисмида жойлашади ва уларни солиштирма оғирлиги бўйича қайта тақсимланиши юз беради.

Оғир суюқлик оқими пастга тушади, энгил оқим эса юқorigа чиқади. Бундай силжиш гравитацион оқим ҳаракат дейилади. Шу нарса аниқланганки, ҳар хил солиштирма оғирликдаги сувларни қайта тақсимланиши изохор ҳолда рўй беради қайсики, ҳажми ўзгармайди. У тик йўналишда ҳам, қия ҳолда ҳам ўтказмайдиган ер усти қатламида ҳам рўй беради.

Оқимли гравитацион ҳаракат статик ва гравитацион босимнинг сув тизимида, босимлар фарқи эвазига пайдо бўлади, қайсики солиштирма оғирлиги фарқида пастга ҳаракат пайдо бўлади.

Сувни қайта тақсимланиши натижасида эритмалар аралашади, пастга тушувчи тузли сув олдингисига нисбатан туз билан аралашган бўлади. Солиштирма оғирликлар фарқи ошган сари, жинс ўтказувчанлик ва қатлам қиялиги ошганда ҳамда эритма ковушқоклиги камайганда гравитацион тушишнинг тезлик қиймати ошади.

Гравитацион куч таъсирида оғир оқим пастга тушиши давомида конусли оқимни ҳосил қилади. Тузли сув устки сирт орқали оқади, агар у ётиқ ёки қия бўлса у орқали оқади, агар буртма бўлса унга тўпланади.

Оқимлар орасида боғланишнинг узилиши, конусли оқиш аста-секин текисланади, энг концентрациялашган сувлар уни асосида тўпланади. Натижада тузли сувлар тизимда энг пастки ҳолатни эгаллайди.

Оғир оқиш ўтказмайдиган қатламга етганда орадаги алоқа узилади, тузли сув чўзилган томчи кўринишида максимал ички минерализацияси билан ўтказмайдиган қатламга етиб, яна конус оқимни эгаллайди. Шундай қилиб, тузли сув манбага боғлиқ ҳолда гравитацион оқим ҳаракати узоқ давом этади ва уни тезлиги, ўтказмайдиган қатламларнинг мавжудлиги, тўғри ёки тесқари тик гидрокимёвий зонани ҳосил қилади.

Юқори қисмидаги чуқурлик $CaCl_2$ конус нитратли аралашма билан тўлдирилганда унга яхши эрийдиган каттик туз қўшилади. Тузли сув манбаи тагида оғир сувларни тик оқими пайдо бўлади. Чучук сув билан қопланган қатлам оғир сув оқими таъсирида аста-секин эгилади, чизикли оқимга айланади ҳамда энг сўнггида бу қатламдаги сув атрофга ва юқorigа қисилади. Конусли шаклдаги чучук сувли оқим юқorigа кўтарилади ва ундан кейин тузли сувнинг кўтарилиши содир бўлади. Лойли қатламларнинг мавжудлиги аралашуви тезлигини пасайтиради. Бунда тузли сув лойли юза орқали оқади ва тезликда лойларнинг ичига сингиб кетади. Бунда оқим ғовақликларни ва ёриқликларни ичига кириб боради

хамда тузли сув ва лойларни бир-бири билан контактлашуви юз беради.

Юкори юра тузли қатлам Ўрта Осиё территориясининг катта қисмида тарқалган. Бухоро Хива–Мурғаб кўтарилмалари глибо-блокли тектониклиги билан тавсифланади. Пойдевор блоklar қадимий бўлакланган зоналар билан ажралган ва уларни кўпи бурғиланадиган зонадан узокда жойлашган.

Хива–Бухоро–Мурғаб ва Афғонистон, Тожикистон паст баландликларда мезозой қирқимларининг тузли қатламли территорияси ўрганилган, Жанубий–Ғарбий–Ҳисор литологик белгиларига ўхшашдир.

Охирги йилларда ўтказилган Жанубий–Ғарбий–Ҳисор ва Бешкент бурилмаларидаги платформа шуни кўрсатадики, қирқимнинг ўрта қисмида кизил рангда, алмурод доломитлар оралигида ангидритлар мавжуд. Бу турдаги ангидритлар жуда катта майдонни эгаллаган. Тузли алмуроднинг куввати 10–30 т дан 100–120 т гача ўзгаради. Тошли тузлар қўлранг, қатлам–қатлам ангидритлар, лойлар ва баъзи жойларда калейли тузлар учрайди.

Бундай жараён жуда кизикарли бўлиб, оддий шароитда тош тузининг зичлиги $2,2 \text{ g/sm}^3$ тенг, лекин юкорида жойлашган тоғ жинсларининг босими ошганда ҳам ўзгармасдан қолади. Ҳамма ҳолатларда тош тузи чўкма ётқизикларга фаол ёриб кириб бормаганлиги кузатилади. АЮКБ пайдо бўлиш тартибини ўрнатишда муҳим томони тош тузи ва бошқа тузлар қатламнинг ётиш ҳолатида жойлашган, ўтказувчан ёрикли тоғ жинслари билан қирқилган бўлади. Қатламда ётишида тош тузи юкори пластиклиги эвазига геостатик босимнинг таъсирида тузилма ораликлари зонасидан қисман ёки тўлиқ босилади ва кўтарилма сводига кўчишга йўналтирилади. Шунинг учун тош тузининг қалинлиги тузилмалар оралигида минимал, кўтарилманинг свод қисмларида максимал

қалинликка эга бўлади. Масалан: Зеварда, Помук ва Чўлқувар газконденсат конларини олиб қарайдиган бўлсак, юра ёрикли оҳақтошлари билан рифли массивлар боғланган, тош тузи ва ангидритлар билан катта қалинликда қопланган. Бундай қалинлик Зеварда қонида тош тузли қатлам 2600 т.дан 2950 т.ни, ангидрит қатлами эса 2774 т.дан 3000 т.ни ташкил қилади. Помук қонида тош тузи қатлами 2400 т.дан 2600 т оралигида, ангидрит қатлами эса кўтарилма бўйлаб ўзгаради, баъзида 2630 т.дан бошланиб 2700–2900 т оралигигача давом этади. Бундай қалинлик куввати Чўлқувар қонида тош тузи қатлами 2850 т.дан 3375 т.гача бўлиб, ангидрит эса 3430 т чуқурликкача давом этган. Тузли қатламлар юмшоқ ва қаттиқ ҳолатларда бўлиб, қатлам босими 25,5 МПа қийматида кутилган. №10 қудукни бурғилаш жараёнида ювувчи эритманинг зичлиги $1,32-1,37 \text{ g/sm}^3$ бўлган. Қатламнинг тектоник зонасидаги босими 63,0 МПа атрофида бўлганлиги учун аварияни келтириб чиқарган. Бундай юкори аномал босимли тектоник сиклимали уюмлар Зеварда қонини бурғилаш жараёнида ҳам содир бўлган. Бундай конларда ҚАЮБни у билан контактда бўлган ва уни пластик тузлилик тоғ жинси билан контактлашуви, геостатик босимнинг таъсирида жойлашиши, пастда жойлашган газлилик ётқизиклари ёриқлар билан қопланганлиги учун тўғридан-тўғри тоғ босимини газ уюмига узатган. Бурғилаш жараёнида ёриқлилик очилиши билан аномал юкори босим қудук усти томон йўналтирилган. Тоғ босимини бундай узатиш механизми ва ҚАЮБни пайдо бўлиши кенг тарқалган ҳолатлардан биридир. Қатламдаги тузлилик қувватининг пластиклиги, уларни оқувчанлиги қудукларни бурғилаш жараёнини мураккаблаштиради ва оғирлаштирилган ювувчи эритмаларни қўллашни такозо қилади. Бундан ташқари қарши босимни ҳосил қилади ва тузлилик қатламини деформацияланишига тўсқинлик қилади.

Библиографик рўйхат

1. Мелик-Пашаев В.С., Степанов А.И., Терещенко А.Ю. О природе аномально высоких пластовых давлений в юрских отложениях Салымского месторождения. – Геология нефти и газа, 1983, №7, с 25-28.
2. Пашкаевский В.Н., Номикосов Ю.П., Кушниров И.В., Теригулов А.А. О смятии обсадных колонн в соляно-ангидритовых отложениях Западного Узбекистана // Обзор. Сер. Бурение газ и газоконденсатных скважин. М., ВНИИОЭГазпром, 1986.
3. Сонич В.П., Каптелинин Н.Д. О природе аномально высоких пластовых давлений в отложениях баженской свиты Западной Сибири. В кн.: Коллекторы нефти и газа на больших глубинах // -М.: Недра 1988. 209 с.
4. Алексеев Ю.Ф. «Использование данных по механическим и абразивным свойствам горных пород при бурении скважин. Москва «Недра», 1980.

ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА КВАРЦЕВОГО СЫРЬЯ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ТАРНОГО СТЕКЛА В УСЛОВИЯХ УЗБЕКИСТАНА

Юнусов М.Ю., профессор кафедры «технология силикатных материалов, редких и благородных металлов», докт. техн. наук, ТашХТИ; Бабаев З.К., заведующей кафедры «Химические технологии», канд. техн. наук, доцент, УрГУ; Матчанов Ш.К., доцент кафедры «Химические технологии», канд. техн. наук, УрГУ; Буранова Д.Б., ассистент кафедры «Химические технологии», УрГУ.

Maqolada shisha idishlar ishlab chiqarishda qo'llaniladigan kvars qumi hom ashyosiga qo'yilgan zamonaviy talablar bayon qilinib O'zbekistondagi kvars qumining asosiy konlariga tavsif berilgan. Yuqori sifatli shisha idishlar ishlab chiqarishda dastlabki kvars qumi namunasini boyitish texnologiyalari asosida sifatini yaxshilash mumkinligi, bunda qo'shimcha ravishda 750-800 °C haroratda qumni quritish va keskin sovutish hisobiga qum donachalarini yuzalarida g'adir-budirlik hosil qilish mumkinligi ko'rsatib berilgan, 0,4-0,1 mm o'lchamdagi tarkibida temir oksidlari miqdori 0,04-0,03 % bo'lgan kvars qumlari olish imkoniyatlari bayon qilingan.

Tayanch iboralar: kvars qumi, kvars qumining kimyoviy tarkibi, temirli aralashmalar, granulometrik tarkib, kvars qumini boyitish, shisha shixtasi, shisha idish, shisha eritish, shishaning fizik-texnik va texnologik tavsifi, boyitish texnologiyasi, boyitish kombinati, avtomatlashtirilgan liniya, montaj ishlari, shisha massasi, issiglik sarfi, avtomatik sinov, shisha eritish, zamonaviy talablar, shisha eritishning asosiy parametrlari.

The article presents the main requirements for quartz raw materials for the production of container glass and analyzes a number of characteristics of the main quartz sand deposits in Uzbekistan. It has been established that in order to produce high-quality container glass used for canning agricultural products in Uzbekistan, it is necessary to subject the original quartz sands to the enrichment and heat treatment process of 750-800 C of grains upon drying, which allows get particles with a size of 0.4-0.1 mm and iron oxide content in an amount of 0.04-0.03%, characterized by high rates in comparison with other quartz sands.

Key words: quartz sand, chemical composition of quartz sand, iron impurities, granulometric composition, quartz sand enrichment, glass charge, container glass, physical and technical characteristics of glass, technology of enrichment, enrichment plant, automated lines, installation works, glass mass, heat consumption, automatic control, cooking glass, modern requirements, main parameters of cooking glass.

В последнее время в Республике произошло значительное техническое перевооружение стекольной отрасли, особенно в производстве тарного стекла. Построены современные, полностью автоматизированные линии в АО «КВАРЦ», ООО «АСЛ-ОЙНА», проводятся монтажные работы современного оборудования в ООО «Хоразм шиша идишлари». Как известно, работа стекловаренных печей характеризуется высокими удельными показателями по съему стекломассы и расходу теплоты на процесс, а также наличием средств автоматического контроля и управления позволяющие контроль основных параметров варки стекла, отвечающие современным требованиям [1].

Вопросы изыскания новых месторождений стекольного сырья более качественного, с лучшими физико-техническими и технологическими характеристиками, разработка технологии обогащения и строительство обогатительных комбинатов сырьевых материалов до сих пор являются актуальным.

В Западной Европе и США предъявляются жесткие требования к техническим характеристикам сырья [2]. Большое внимание уделяется к химическому составу сырья, распределению частиц

по размерам, его геологическим, минералогическим и гранулометрическим характеристикам, оказывающих значительное воздействие на технологический процесс подготовки шихты, ее расслоения и плавления, а также интенсивности протекания процессов стеклообразования и осветления стекломассы. В конечном итоге это определяет качество продукции и оказывает существенное влияние на срок эксплуатации стекловаренных печей [3-4].

Действующие в настоящее время в Республике Узбекистан ГОСТы и технические условия на сырьевые материалы для производства стеклоизделий, являются менее жесткими и в основном, ориентированы на технические возможности поставщиков сырьевых материалов. Обсуждение проблемы качества сырьевых материалов, используемых для приготовления стекольных шихт, следует начать с кварцевого песка - главного компонента стекольной шихты, химические и физические свойства которого оказывают решающее значение на качество продукции. Химические и гранулометрические составы кварцевых песков различных месторождений несколько отличаются друг от друга. По данным [3-4] качество кварцевых песков определяется, прежде

Химический состав некоторых кварцосодержащих сырьевых ресурсов Республики Узбекистан

Таблица 1

Месторождение	Содержание, %												
	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	FeO	TiO ₂	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	K ₂ O	Na ₂ O	P ₂ O ₅	CO ₂	п.п.п
Джеройское	97,1	0,16	0,03	0,06	0,003	1,1	0,36	0,24	0,18	0,1	0,04	0,22	0,4
Керменинское	87,2	0,89	0,07	0,2	-	5,2	0,56	0,64	1,9	0,6	0,07	0,22	2,14
Чиялинское	75,8	0,93	1,1	0,1	-	11,3	1,5	0,2	4,8	2,7	0,16	0,86	0,86
Майское	94,2	0,18	-	Сл	-	2,8	0,3	0,2	1,2	0,2	0,09	0,06	0,54
Кулантайское	96,7	0,20	0,03	0,6	-	1,62	0,44	0,23	0,22	0,1	-	0,22	0,44
Тозбулакское	98,7	0,22	-	-	-	0,46	0,1	0,1	0,05	-	-	-	0,1
Янгиарьское	94,3	0,28	-	-	-	3,25	0,36	-	-	-	-	-	1,78
Угунское	97,8	0,10	-	-	-	0,31	0,18	-	-	-	-	-	0,60
Кизилгуйское	91,2	0,21	-	-	-	0,31	3,75	0,90	-	-	-	-	3,39
Чилликское	96,6	0,10	-	-	-	1,86	0,18	-	-	-	-	-	1,29

всего, географией залежей, а также способами добычи и обработки.

В настоящее время для производства тарного стекла используются кварцевые пески Майского и Джеройского месторождения, изученные запасы которых истощаются. Наиболее перспективными месторождениями кварцевых песков для производства бесцветной стеклотары считаются Кулантайское (Навоийская область), Угунское (Кашкадарьинская область), Ходжакулское (Республика Каракалпакстан) [5-6]. В табл. 1 приведен химический состав новых месторождений кварцевых песков. По мнению специалистов в производстве тарного стекла особое внимание должно быть уделено проблеме снижения до возможного минимума содержания в кварцевых песках тяжелых металлов, являющихся носителями таких часто встречающихся в песке элементов, как Fe, Cs, Ti, Zn, Mn и др. Особенно нежелательно присутствие в песке окрашивающих ионов хрома и марганца [3]. Особые требования к характеристикам кварцевого песка, предъявляются в стекольном производстве, к содержанию оксидов железа и его гранулометрическому составу.

Для сравнения приводим химический состав кварцевого песка Новоселовского месторождения Российской Федерации: SiO₂-98,72; Fe₂O₃-0,03; FeO-0,04; Al₂O₃-0,6; CaO-0,1; MgO-0,1; K₂O-0,1; Na₂O-0,06; п.п.п-0,14.

Как известно, оксиды железа активно участвуют в окислительно-восстановительных процессах при варке стекла [3]. Образующийся при этом ион Fe²⁺ снижает показатели теплопрозрачности стекломассы, что приводит к значительным изменениям температурного режима варки стекла и снижению качества продукции. Исследования, проведенные на АО «Кварц», показали, что наилучшие показатели качества достигаются при содержании Fe₂O₃ в песке на уровне 0,03-0,04%. Однако, поступающие на завод партии кварцевого песка характеризуются содержанием Fe₂O₃ 0,04-0,07%, изменяющимся от партии к партии. Это приводит к усложнению ведения стабильного режима варки стекла со всеми вытекающими отсюда отрицательными последствиями.

При исследовании зерен песка, не прошедших процесса обогащения, было обнаружено налипание на их поверхности глинистых примесей в виде

Минералогический состав кварцевого сырья, % [7].

Таблица 2

Минерал	Джеройское	Керменинское	Чиялинское	Майское	Кулантайское	Новоселовское	Тозбулакское (белый)	Тозбулакское (белый)
Кварц	95,0	78,0	40	86,0	94,0	97,0	98,0	97,0
Полевые шпаты	1,8	15,0	26	10,0	2,3	1,0	-	-
Глинистые	1,0	4,5	-	0,5	1,5	-	0,5	0,3
Гидроокислы железа	0,3	1,0	0,2	0,28	0,5	0,03	0,4	0,2
Карбонаты	0,3	0,3	2,0	0,5	0,3	0,04	0,3	0,2
Турмалин	част. знаки	част. знаки	1,0	знаки	част. знаки	1,5	-	-
Гипс	то же	то же	-	-	то же	0,02	-	-
Везувин	-	-	-	-	-	1,0	-	-
Апатит	знаки	знаки	редк. знаки	0,2	знаки	-	-	-
Слюда	-	то же	4,0	1,6	-	-	-	-
Рутил	знаки	то же	-	-	знаки	0,05	-	-
Магнетит	редк. знаки	редк. знаки	редк. знаки	ед. знаки	редк. знаки	-	-	-
Ильменит	-	-	0,3	-	-	-	-	-
Пирит	-	ед. знаки	-	ед. знаки	-	-	-	знаки
Хлорид	ед. знаки	то же	0,5	-	ед. знаки	-	-	то же
Обломки руд	част. знаки	част. знаки	-	ед. знаки	част. знаки	-	-	-



Гранулометрический состав проб кварцевого сырья, % [7]

Таблица 3

Месторождение	Размер (mm) и содержание фракций, %								
	0,8	0,8-0,5	0,5-0,4	0,4-0,3	0,3-0,2	0,2-0,16	0,16-0,1	0,1-0,05	0,05
Джеройское	0,2	2,8	4,6	19,74	49,66	16,48	1,95	4,27	0,30
Керменинское	0,3	0,6	1,8	2,47	67,35	5,64	4,87	0,9	16,07
Курганчинское	1,0		82,1			9,2	5,7	2,0	
Майское	5,6	8,8	35,5		21,5	15,4	10,4	2,6	0,6
Кулантайское	1,0	0,9	4,5	16,9	52,3	21,1	0,1	3,1	0,1
Новоселовское	0,09	2,85	32,3		50,46	10,1	4,04	0,16	

глиноземистой пленки и заполнение ею трещин, имеющих на поверхности зерен песка. Хорошо известно, что техническая сода после смешивания с компонентами шихты и увлажнения водой обволакивает зерна песка и ускоряет их расплавление при варке стекломассы. Однако пленка глинозема снижает интенсивность этого контакта и тем самым замедляет скорость стеклообразования.

Согласно результатам данных ряда авторов [7] присутствие ионов железа (Fe^{2+} и Fe^{3+}) в кристаллических и стеклообразных твердых проявляется наличием в спектрах ЭПР линии с традиционными параметрами фактора спектроскопического расщепления: $g = 2,0$ и $g = 4,0$. Ранее [7] исследованием валентно-координационного состояния ионов железа в стеклах системы $CdO - ZnO - Fe_2O_3 - SiO_2$, $R^{3+} - B, Al, Ga$ и кристаллов $CaO-MgO-Fe_2O_3-SiO_2$ было установлено в согласии с другими авторами, что если линии с $g = 4,1 - 4,3$ относятся к группе $[FeO_4]$ то с $g = 2,0$ - к октаэдрической координации, являющейся элементами в структурной сетке твердого тела.

Спектры ЭПР исследуемых кварцевых песков (рис. 1, 2) имеют обычный вид с двумя линиями, отношения которых зависят от последовательности и применения в процессе обогащения реагентов. Установлено, что интенсивности сигналов ЭПР исходных песков с параметрами $g_1 = 2,2$ и $g_1 = 2,1$ после обработки щавелевой кислотой уменьшаются на 76 и 74%, и с $g_2 = 4,1$ и $g_2 = 4,3$ - на 55 и 38% соответственно. Использование смеси $HF+H_2SO_4$ при обработке приводит к значительному уменьшению интенсивности $g_1 = 2,1-2,2$, относящейся к октаэдрическим группировкам ионов железа и дальнейшему уменьшению интенсивности группировок, имею-

щих тетраэдрическое окружение. Сказанное в полной мере согласуется и с результатами химического анализа кварцевого концентрата, обработанного щавелевой кислотой и смесью $HF+H_2SO_4$ кислот. В кварцевых концентратах, содержащих 0,0056 % Fe_2O_3 (Джеройское месторождение) и 0,0008% Fe_2O_3 (Керменинское месторождение), оставшиеся ионы железа входят в состав железосодержащих примесей, имеющих в согласии с данным ЭПР группировки с октаэдрическим и тетраэдрическим окружением по кислороду [7].

Как показывает зарубежный опыт, в производстве тарного стекла хорошо зарекомендовал себя кварцевый песок с распределением величины частиц в диапазоне 0,1-0,4 mm в количестве порядка 95% [2]. Наличие же в песке частиц кварца с диаметром, превышающим 0,5 mm, снижает скорость стеклообразования компонентов шихты в процессе варки стекла. Тем самым создаются технологические трудности приводящие к снижению производительности печи по сваренной стекломассе или образования дефектов в виде непровара, а также кремнеземной пены, приводящим к повышенному браку стекла. Несомненно, следующим прогрессивным моментом по дальнейшему повышению производительности стекловаренных печей должен быть переход на использование кварцевого песка с гранулометрическим размером, состоящей из зерен диаметром 0,1-0,3 mm в количестве 80-85 % и зерен диаметром 0,4 mm - около 10-15%. Наряду с гранулометрическим размером на характер плавления зерен песка существенно влияет удельная поверхность его частиц. В этом плане следует иметь ввиду, что наличие трещин на поверхности зерен увеличивает

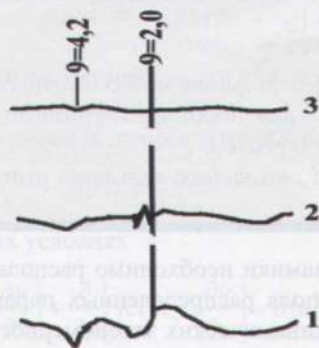


Рис. 1. Спектры ЭПР подрешетного продукта песков: 1 - Джеройского; 2 - Керменинского; 3 - Чиялинского месторождений. [7]

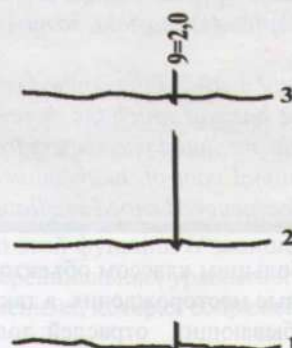


Рис. 2. Спектры ЭПР кварцевых концентратов: 1 - Джеройского; 2 - Керменинского; 3 - Чиялинского месторождений [7].

удельную поверхность частиц песка. Как показали проведенные опыты в ООО «Асл-ойна», при обогащении кварцевых песков и сушке с последующим резким охлаждением в сушильных барабанах частицы исходного песка размером 0,4 - 0,1 мм после выхода из сушильного барабана приобретают угловатую и округлую форму с развитой трещиноватой поверхностью. По результату проведенных экспериментов выявлено то, что после процесса обогащения и сушки кварцевого песка налипание глинистых примесей в виде пленки на поверхности зерен и в трещинах практически отсутствует.

Таким образом, для получения стекол высокого качества применяющейся в производстве бесцветной стеклотары для консервирования сельскохозяйственных продуктов в условиях Узбекистана необходимо применять обогащенные кварцевые пески с термической обработкой зерен при сушке, с содержанием оксидов железа 0,04-0,03% и размером частиц 0,4-0,1 мм характеризующейся высокими показателями по сравнению с другими кварцевыми песками.

Библиографический список

1. Гуляня Ю.А., *Технология стекла и стеклоизделий: Учебник для средних специальных учебных заведений.* – Владимир: Транзит-Икс, 2003. – 480 с.
2. J.E. Shelby *Introduction to glass science and Technology.* Alfred NY USA-2005.
3. Ю.А. Гуляня. *Физико-химические основы технологии стекла В.-2008-735 с.*
4. *Справочник по производству стекла. Т.1. Под ред. И.И.Китайгородского, С. И. Силвестровича М.6 Госизат, 1963-462 с.*
5. Закиров М.З., Гафурджанов С.Г. *Кварцевые и кварц-полевошпатовые пески Узбекистана.* – Ташкент, Изд-во Фан – 1983. 94 с.
6. Ильганаяев В.Б., Исмаилов А.А. *Об обогатимости кварцевых песков Джеройского месторождения // Доклады Академии наук УзССР – 1979-№8-С.49-51*
7. Юнусов М.Ю., Ильганаяев В.Б., Исмаилов А.А. *Мало- и многожелезистые оксидные стекла.* – Ташкент. «Узбекистан» - 1991. – 121 с.

УДК 62-50:622.276

© Сувонов О.О., Кучкарова С.С. 2017 г.

МОДЕЛИРОВАНИЕ ГИДРОДИНАМИЧЕСКИХ ОБЪЕКТОВ УПРАВЛЕНИЯ С РАСПРЕДЕЛЕННЫМИ ПАРАМЕТРАМИ

Сувонов О.О., заведующий кафедрой «Естественные и точные науки», институт переподготовки и повышения квалификации кадров народного образования Навоийской области, канд. техн. наук, доцент; Кучкарова С.С., старший преподаватель кафедры «Методика преподавания информатики», НавГПИ.

Maqolada taqsimlangan parametrli texnik sistemani optimal boshqarish amaliy masalasining matematik modeli keltirilgan, yo'naltirilgan parametrli ob'ektni boshlang'ich holatdan chetki holatga o'tkazishda nasoslar holatini o'zgartirish to'g'risida teorema isbotlangan.

Tayanch iboralar: *optimal boshqarish, matematik model, taqsimlangan parametrli sistemalar, maksimum prinsipi, nasoslar holati, amplituda, chastota, so'navchi tebranish, bo'lakli doimiy funksiya.*

The mathematical model of the applied problem of optimal control of a technical system with a distributed parameter is presented on the basis of which the theorem on the number of switching of water flooding pumps during the transfer of an object with the mediated parameters from the initial state to the final one is proved.

Key words: *optimal control, mathematical model, system with distributed parameters, maximum principle, pumps state, amplitude, frequency, damped oscillations, piecewise constant function.*

Управление большим классом объектов, таких как нефтяные и газовые месторождения, а также месторождения горнодобывающих отраслей должно производиться с учетом распределения температур, давления, расхода дебитов и др. технологических параметров, т.е., как многосвязная система управления. Для построения систем оптимального управления объек-

тами гидродинамики необходимо располагать операторами связи поля распределенных параметров. Исходя из гидродинамических закономерностей процессов, эти операторы можно свести к уравнениям математической физики. Совокупность математических соотношений между внешними и внутренними параметрами системы, которые характеризуют структуру



системы и ее функционирование, образует модель системы. Система "пласт-скважина", как сложная гидродинамическая система функционирует с некоторой внешней средой, состояние и свойства которой в каждый момент времени характеризуются численными значениями набора параметров

$$\vec{\alpha} = (\alpha_1, \alpha_2, \dots, \alpha_n).$$

Состояние и свойства самой системы в каждый момент времени характеризуются численными значениями набора внутренних параметров

$$\vec{\beta} = (\beta_1, \beta_2, \dots, \beta_n).$$

На состояние системы, кроме внутренних и внешних параметров, определяющее влияние имеют параметры $\vec{\xi} = (\xi_1, \xi_2, \dots, \xi_n)$, характеризующие влияние численных значений, полученных с определенными неточностями или же "шумами", а также управляющие параметры $\vec{x} = (x_1, x_2, \dots, x_k)$.

Эффективность модели системы "пласт-скважина", т.е. степень ее приспособленности для определения характеристики коллектора (проницаемость, толщина, пористость, вязкость, сжимаемость, давление, температура, запасы газа, нефти, воды и т.д.) оценивается численными значениями векторной целевой функции:

$$\bar{F}(\vec{\alpha}, \vec{\beta}, \vec{\xi}, \vec{x}) = 0, \text{ где } \bar{F} = (F_1, F_2, \dots, F_v).$$

Множество факторов определяют процесс движения газа (нефти) в продуктивном пласте при ограниченной возможности их непосредственного измерения: большая инерционность протекающих в пласте процессов, приводящий к тому, что в результате того или иного воздействия на пласт она может быть оценена через большой промежуток времени (продвижение подошвенных и контурных вод, различные закачки, проведение воздействия на скважинах и др.); изменение свойств пласта в зависимости от режима эксплуатации и по мере истощения энергии запасов газа (нефти).

Эти особенности функционирования системы "пласт-скважина" выдвигает особые требования к методам математического моделирования объекта [1, 2].

Пусть Ω - ограниченная область n - мерного пространства R^n , $\partial \Omega$ - гладкая граница области Ω , состоящая из внешнего контура Γ_0 и внутренних контуров $\Gamma_1, \Gamma_2, \dots, \Gamma_n$ в которых могут быть заданы функции источников. Состояние объекта $u(x, y)$ определяется дифференциальным уравнением в частных производных второго порядка эллиптического типа:

$$(x, y) \in \Omega \quad (1)$$

при краевых условиях

$$\frac{\partial}{\partial x} \left[K(x, y) \frac{\partial u}{\partial x} \right] + \frac{\partial}{\partial y} \left[K(x, y) \frac{\partial u}{\partial y} \right] - \delta(u) u(x, y) = 0,$$

$$\alpha \frac{\partial u}{\partial n} + \beta [u(x, y) + f(x, y)] = 0 \text{ на } \Gamma_0 \quad (2)$$

$$\text{где } \delta(u) = \begin{cases} 1, & (x, y) \in \Gamma_e, e=1, 2, \dots, n; \\ 0, & (x, y) \notin \Gamma_e. \end{cases}$$

Для решения краевой задачи (1), (2) применяется метод статистических испытаний - Монте-Карло [3-6].

Циклическое воздействие на пласт можно рассматривать как процесс управления системой с сосредоточенными параметрами, где за управляющее воздействие принято давление нагнетания, а критерием качества служит достижение максимального количества нагнетаемой воды [3]. Математическая модель процесса представляет собой дифференциальное уравнение второго порядка, полученное в результате идентификации по статистическим данным нагнетания воды [6]:

$$\ddot{Q} + T_1 \dot{Q} + T_2 Q = ap(t);$$

здесь $Q(t)$ - расход нагнетаемой воды; $p(t)$ - давление нагнетания; $T_1 = 0,0992$; $T_2 = 0,0159$; $a = 0,0089$.

Из закона Дарси следует, что критерию достижения максимального количества закаченной воды соответствует минимизация следующего интегрального соотношения:

$$I = - \int_{t_0}^t \frac{2\pi kh(p - p_{nn})}{\mu u \frac{r}{R}} dt.$$

Предполагая параметры k, h, μ, r, R, R_{nn} постоянными за все время рассмотрения процесса, имеем эквивалентное соотношение:

$$I = - \int_{t_0}^t p(t) dt$$

Введем обозначения $x_1(t) = Q(t), x_2(t) = \dot{x}_1$,

$u(t) = p(t), u^* = P_{max}$, где P_{max} - максимально возможное давление нагнетания.

Допустим, в фазовом пространстве X даны две точки X_1, X_2^0 . Для всех допустимых кусочно-непрерывных управлений $u(t), t_0 \leq t \leq t^*$ соответствует траектория $\vec{x}(t)$ системы

$$\begin{cases} \dot{x}_1 = x_2, \\ \dot{x}_2 = -T_1 x_2 - T_2 x_1 + au, \end{cases} \quad (3)$$

$$x_1(t_0) = x_1^0; x_2(t_0) = x_2^0; 0 \leq u(t) \leq u^*, t_0 \leq t \leq t^*.$$

Введем в рассмотрение функцию H , зависящую от переменных x_1, x_2, u и вспомогательных переменных ψ_1, ψ_2 :

$$H(\psi, x, u) = \psi_1(t)x_2(t) + \psi_2(t)[-T_1 x_2(t) - T_2 x_1(t) + au(t)] + u.$$

С помощью этой функции H запишем следующую систему дифференциальных уравнений для вспомогательных переменных, которая сопряжена системе (3):

$$\dot{\psi}_i = - \frac{\partial H(\psi, x, u)}{\partial x_i}, i = 1, 2. \quad (4)$$

Теорема. Если процесс $(u(t), x(t))$, $t_0 \leq t \leq t^*$, переводящий объект из начального состояния x_0 в конечное состояние x_1 является оптимальным, то существует такое нетривиальное решение

$$\psi(t) = (\psi_1(t), \psi_2(t)), t_0 \leq t \leq t^*$$

системы (4), что выполняется условие принципа максимума

Доказательство. Запишем систему (4) в расширенном виде

$$\begin{cases} \dot{\psi}_1 = \psi_2 T_1, \\ \dot{\psi}_2 = \psi_2 T - \psi_1. \end{cases} \quad (5)$$

Дифференцируя второе уравнение системы (5) и подставляя значения ψ_1 из первого уравнения, имеем:

$$\ddot{\psi}_2 - T\dot{\psi}_2 + T_1\psi_2 = 0. \quad (6)$$

По теореме о числе переключений для каждого нетривиального решения ψ_2 уравнений (6) однозначно определяется допустимое управление $u(t)$ являющееся условием максимума функции Гамильтона, причем $u(t)$ - кусочно-постоянная функция и ее значениями являются концы отрезка $[0, u^*]$ [7].

Уравнение (6) имеет решение

$$\psi_2 = C_1 e^{\lambda_1 t} + C_2 e^{\lambda_2 t}, \quad (7)$$

$$\lambda_{1,2} = \frac{-T \pm \sqrt{T^2 - 4T_1}}{2} \quad \text{где при } T^2 - 4T_1 \neq 0,$$

при $T^2 - 4T_1 = 0$. $\psi_2 = (C_1 + C_2)e^{\frac{T}{2}t}$

Если T, T_1 - действительны, то при $T^2 - 4T_1 < 0$. Корни λ_1, λ_2 будут комплексными. В этом случае формулу (7) удобнее представить в виде

$$\psi_2 = e^{\delta t} (A \cos \omega t + B \sin \omega t),$$

где $\delta = -\frac{T}{2}, \omega = \frac{\sqrt{4T_1 - T^2}}{2}$ называются постоянным затуханием и собственной круговой частотой соответственно. Это частота в случае, если T мало по отношению к T_1 весьма мало отличается от

частоты T_1 , которой обладало бы движение при отсутствии сопротивления. В качестве амплитуды приходится рассматривать функцию от $t, e^{\delta t}$, которая убывает со временем, т.е. имеем дело с затухающим колебанием. В течение одного колебания, т.е. полупериода

$$\frac{D}{2} = \frac{2\pi}{\sqrt{4T_1 - T^2}}$$

первоначальная амплитуда получает множитель

$$e^{\frac{\delta \cdot 2\pi}{\sqrt{4T_1 - T^2}}}$$

Логарифм этого выражения имеет вид $\frac{\delta \cdot 2\pi}{\sqrt{4T_1 - T^2}}$ и называется логарифмическим декрементом колебания.

Условие максимума функции Гамильтона однозначно определяет допустимое управление $u(t)$ причем, $u(t)$ кусочно-постоянная функция и ее значениями являются концы отрезка $[0, u^*]$

$\max H(\psi, x, u) = \psi_1(t)x_2(t) + \psi_2(t)[-T_1x_2(t) - T_1(t) + au(t)] + u$. $u \in [0, u^*]$, которые достигаются при следующих значениях управления:

$$u(t) = \begin{cases} u^*, & \text{если } \psi_2 a + 1 > 0, \\ 0, & \text{если } \psi_2 a + 1 < 0. \end{cases}$$

Итак, учитывая, что значение частоты известно, можно определить моменты переключения насосов заводнения. По теореме о числе переключений для каждого нетривиального решения $\psi_1(t)$ константы C_1, C_2 не могут быть одновременно равны нулю. При различных значениях C_1, C_2 удовлетворяющих $a\sqrt{C_1^2 + C_2^2}$ меняется амплитуда синусоиды, точки же пересечения ее с осью t остаются неизменными. Поэтому оптимальным управлением является кусочно-постоянная функция (разрывы соответствуют моментом переключения насосов заводнения), которая принимает максимально возможное и нулевое значения.

Приведенные теоретические исследования о оптимальном управлении детерминированного объекта регулирования могут быть успешно применены в практических задачах заводнения месторождений полезных ископаемых.

Библиографический список

1. Садуллаев Р., Сувонов О.О. Об одной задаче оптимального управления динамическими процессами распределения отборов с учетом продвижения водонефтяного контакта. Вопросы кибернетики. – Ташкент: РИСО АН Уз ССР, 1983, вып. № 124, с. 88-97.
2. Сувонов О.О. Эллиптик типдаги тенглама билан ифодаланадиган оптимал бошқариш масалаларини ечишнинг хисоблаш алгоритми. Навоий давлат педагогика институти илмий ахборотномаси. № 1. 2015 й., 43-49 б.
3. Садуллаев Р.С., Абуталиев Э.Б. Численно-статистическое моделирование фильтрационных процессов и методы их расчета. – Т.: Фан Уз ССР, 1983. 107 с.
4. Садуллаев Р.С., Сувонов О.О. Программа расчета состояния многосвязных систем, описываемых уравнениями в частных производных. Алгоритмы. Прикладные алгоритмы дискретной математики. Т.: РИСО АН Уз ССР, 1985, вып. 56, с. 3-11.
5. Тошев Ж.Б., Сувонов Ф.О. Об одной задаче оценки статических состояний систем с распределенными параметрами (применительно к месторождениям полезных ископаемых). Горный Вестник Узбекистана. №48. 2013 г., с.117-120.
6. Сувонов О.О. Математическая модель алгоритм расчета задачи оптимального управления гидродинамической системы с распределенными параметрами. Горный Вестник Узбекистана. №48. 2012 г., с.117-120.
7. Бочкарева Т.Б. Оптимальное управление процессами за-качки воды. Изв. Вуз. Баку: Нефть и газ, 1984, № 4.
8. Больтянский В.Г. Математические методы оптимального управления. –М.: Наука, 1969. 408 с.

ОЦЕНКА НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ В МАССИВЕ ПРИКОНТУРНОЙ ЗОНЫ РАЗРЕЗА «АНГРЕНСКИЙ» ПОЛЯРИЗАЦИОННО-ОПТИЧЕСКИМ МЕТОДОМ

Баймирзаев Б.Ж., начальник учебной части ТашГТУ им. И.А. Каримова; Морозов В.В., начальник научно-исследовательской лаборатории горных работ, кандидат технических наук, ГУП «O'zGEORANGMETLIT».

Maqolada Angren razrezidagi pog'onalarining profillariga mos ravishda yassi holat uchun echiladigan masalalarni fotomexanika usullaridan foydalangan holda o'tkazilgan tajriba-eksperiment tadqiqotlar natijalari keltirilgan. Pog'ona qiyaligining xilma-xil shakllari uchun massivdagi kuchlanishning qiymatlari aniqlanib, ularning ustivorligini ta'minlashga oyid prognoz ko'rsatkichlar keltirilgan.

Tayanch iboralar: ko'mir razrezi, pog'ona, pog'ona qiyaligi, massivdagi kuchlanish, fotomexanika, eksperimental tadqiqot.

The paper presents the results of laboratory-experimental studies using the polarization-optical method for solving plane problems with respect to slopes profiles of the Angren coal mine. The evaluation of the stressed-deformed state of the mountain massif in the contour zone of ledges of various configurations is given and recommendations are given to ensure their stability.

Key words: coal cut, ledge, angle of ledge slope, stresses in the array, photo mechanics, experimental studies, stress-strain state of the rock mass, polarization-optical method, boundary zone, stability of slopes, various shape of the quarry sides, mining, optically sensitive materials, deformation of rocks, gravitational loading, normal stress, law of proportionality.

В настоящее время на разрезе Ангренском сложилось очень сложное положение, в связи со сходом двух больших оползней. Это связано с не устойчивостью состояния приконтурного массива. Одним из факторов влияющих на устойчивость горных выработок является форма борта разреза. Поэтому были проведены исследования с целью оценки различных форм бортов устойчивости для отдельных участков Ангренского разреза.

Лабораторно-экспериментальные исследования были проведены с использованием оптически чувствительных моделей по методу фотомеханики [1, 2].

Сущность метода фотомеханики состоит в следующем:

- оптически чувствительные изотропные материалы под нагрузкой способны проявлять двулучепреломление, интенсивность которого находится в прямой зависимости от активности приложения разного рода сил;

- при действии заданной системы сил, действующих на модель, изготовленной из оптически чувствительного материала, в ней возникают интерференционные полосы, которые фиксируются с помощью специальных оптических установок, названных полярископами (рис. 1);

- основными условиями применения метода фотомеханики для решения плоских задач теории упругости являются следующие условия: применяемые для моделирования оптически чувствительные материалы в напряженном состоянии становятся оптически анизотропными и оси их оптической анизотропии совпадают с направлениями главных нормальных напряжений, горный массив представляется связанной средой, которая может быть отнесена к категории упругие, подчиняющийся закону пропорциональности между напряжениями и деформациями.

При моделировании напряженного состояния массива, где гравитационное нагружение является главным фактором, уравнения равновесия записываются в виде [1]:

$$\frac{\partial \sigma_x}{\partial x} + \frac{\partial \tau_{xy}}{\partial y} = 0; \quad \frac{\partial \sigma_y}{\partial y} + \frac{\partial \tau_{xy}}{\partial x} = -P; \quad (1)$$

и уравнения совместимости

$$\left(\frac{\partial^2}{\partial x^2} + \frac{\partial^2}{\partial y^2} \right) (\sigma_x + \sigma_y) = 0 \quad (2)$$

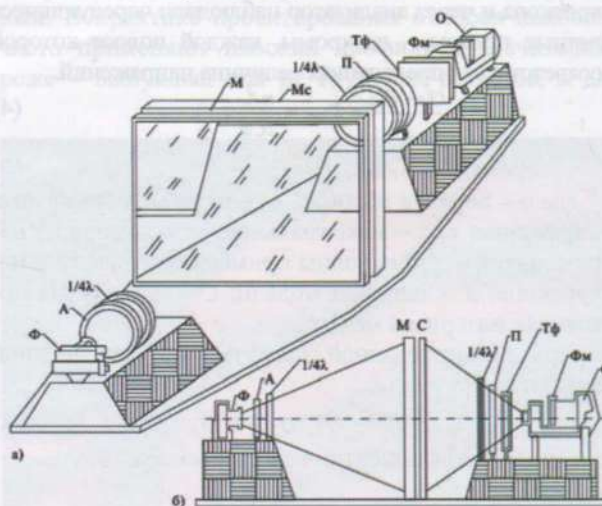


Рис. 1. Схема полярископа для исследования вертикальных моделей: Ф – фотоаппарат; А – анализатор; 1/4 л – пластина в четверть длины волны света; Нр – направляющий ролик; Т – трос; М – модель; Мс – матовое стекло; С – стеклянный экран; П – поляризатор; Тф – теплофильтр; Ос – осветитель; Оу – охлаждающее устройство; Мо – модельный объект; 1 – анализатор; 2 – установка для рамы; 3 – рама с моделью; 4 – анализатор.

при заданных граничных условиях

$$X_n = l\sigma_x + m\tau_{xy}; \quad y_n = m\sigma_y + l\tau_{xy} \quad (3)$$

где X_n, y_n – составляющие поверхностных сил, отнесенные к единице площади; m, l – направляющие косинуса нормали к граничной кривой; σ_x, σ_y – нормальные напряжения по осям x и y ; τ_{xy} – касательные напряжения по осям x и y ; γ – вес единицы объема среды.

Кроме того, в решении задач односвязного контура или при многосвязном контуре, где равнодействующая система сил, приложенных по контуру каждого обнажения, равна нулю, распределение напряжений не зависит от упругих постоянных [2].

Построение моделей и расчет нагрузок выполняется с соблюдением масштабов моделирования, отражающих по теории подобия геометрическое, динамическое и кинематическое подобие взаимозависимых между собой соотношений. В этих условиях напряжения в модели с учетом соответствующих масштабных коэффициентов будут соответствовать напряжениям в естественном горном массиве.

В качестве материала моделей служил, в основном, широко известный игдантин, в состав которого входит фотожелатин, глицерин, гидролизный спирт и вода.

В зависимости от содержания фотожелатина изменяются упругие свойства готового оптически чувствительного материала [1].

В наших экспериментах свойства приготавливаемого оптически-чувствительного материала определяли следующим образом:

– оптические свойства – цена полосы и оптический коэффициент напряжений C , определяли непосредственно по модели согласно методике [1, 2].

– подготовленную для исследований модель (раму с желатиновой пластиной) помещали в поле круглого поляризатора и через анализатор наблюдали чередующиеся цветные полосы – изохромы, каждой полосе которой соответствует определенная величина напряжений.

$$\frac{\sigma_1 - \sigma_2}{2} = \tau_{max} = \frac{n\lambda}{2Cd}, \quad (4)$$

$$\tau_{max} = n\tau_0, \quad (5)$$

где n – порядок полос; σ_1, σ_2 – главные нормальные напряжения; τ_{max} – максимальные складывающиеся напряжения; λ – длина волны применяемого света в поляризаторе; d – толщина модели; C – оптическая постоянная материала модели.

При гравитационной нагрузке в ненарушенной выработке модели:

$$\sigma_1 = \gamma H, \quad \sigma_2 = \nu \sigma_1 \quad (6)$$

где ν – коэффициент бокового распора,

$$\tau_{max} = \gamma \cdot H \cdot \frac{1 - \nu}{2} \quad (7)$$

В приведенных формулах учтен масштаб относительных деформаций, так как условия деформирования однородного и неоднородного массива неоднозначны.

Построенная с учетом этих характеристик модель уступа или борта разреза будет полностью соответствовать горной выработке, массив которой представлен квазиизотропной средой.

Затем определяется величина оптической постоянной материала модели:

$$C = \frac{n\lambda}{2\tau_{max}d} = \frac{n\lambda}{(1-\nu)\gamma Hd}, \quad (8)$$

Готовую модель устанавливают в поле поляризатора (рис. 1) и на оптическом экране или через фотоаппарат наблюдают линии изохром (полосы напряжений) и изоклины.

Изохромы представляют собой геомеханические места точек с одинаковыми значениями максимальных складывающихся напряжений [1]:

$$\tau_{max} = \frac{\sigma_1 - \sigma_2}{2} \quad (9)$$

Изоклины – геометрические места точек с одинаковыми направлениями напряжений σ_1, σ_2 . По изоклинам геометрическими построениями вычерчивали изостаты – траектории главных нормальных напряжений.

Соответствие картины напряженного состояния приконтурного массива, полученной в модели, напряжениями в натуральных условиях будет обеспечено, если при моделировании процессов проявления горного давления будут удовлетворены основные требования механического подобия, обязательным условием которого является равенство определяющих критериев, а также контактные условия на контуре. Процессы в модели и естественном горном массиве будут подобными, если оба имеют геометрическое подобие своих параметров, подобие одноименных физических переменных, отличающихся друг от друга постоянным множителем [3], т.е.:

$$\frac{P_1}{l^2_M} = N_M \quad \text{и} \quad \frac{P_1}{l^2_H} = N_H \quad (10)$$

$$\frac{N_M}{l_M \gamma_M} = \frac{N_H}{l_H \gamma_H} = X \quad (11)$$



Рис. 2. Изохроматическая картина напряжений при плоской конфигурации профиля борта разреза.

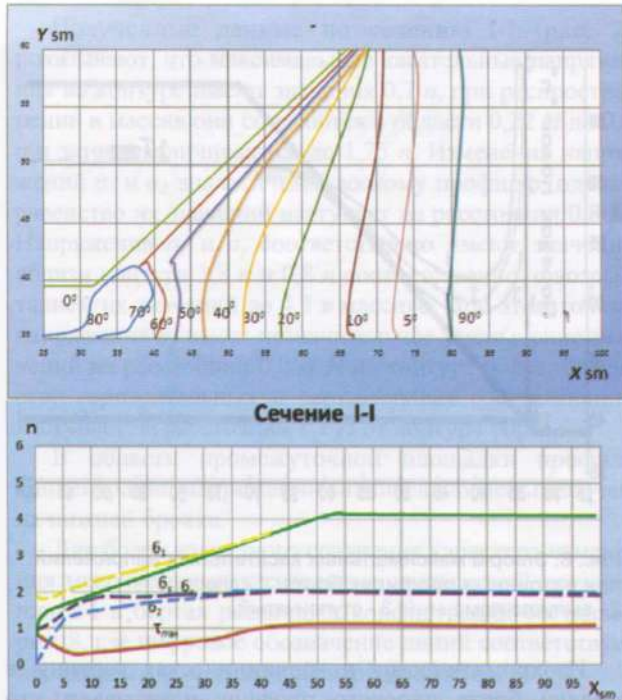


Рис. 3. Изоклиническая картина и эпюры распределения напряжений в массиве борта плоского профиля.

где X – определяющий критерий подобия; N_M, N_H – величины, соответствующие действующим силовым характеристикам, имеющим размерность напряжения; l_M, l_H – геометрические размеры модели и натуре; γ_M, γ_H – объемные массы материала модели и пород.

Формулу 12 принято считать основными формулами подобия при условии равенства относительных деформаций (ϵ) и коэффициента Пуассона (ν) материала модели и горной среды [3].

$$\frac{\epsilon_M}{\epsilon_H} = \frac{\sigma_M}{\sigma_H} = \frac{\gamma_M l_M}{\gamma_H l_H} \quad \text{при} \quad \frac{\nu_M}{\nu_H} = 1; \quad \frac{\nu_M}{\nu_H} = 1 \quad (12)$$

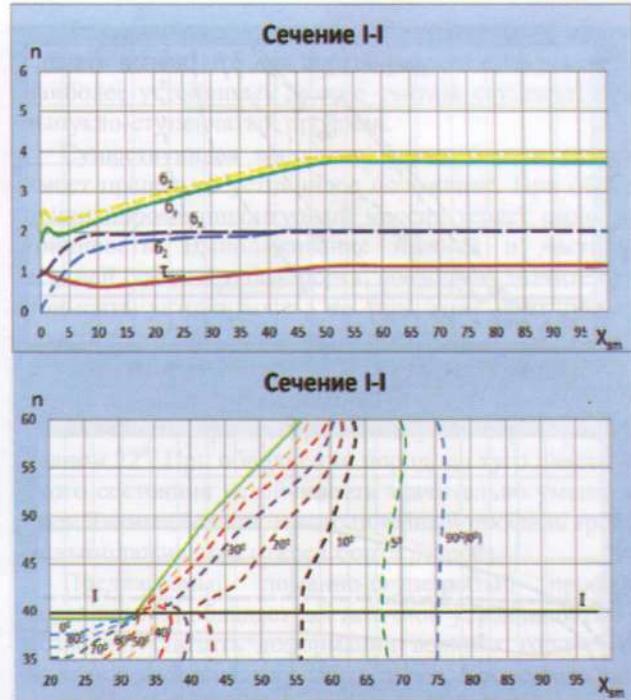


Рис. 5. Изоклиническая картина и эпюры распределения напряжений в массиве борта ломано - выпуклом профиле борта.

При моделировании приложения различных нагрузок, сил к горному массиву, взаимодействия и проявлений горного давления, распределение напряжений вокруг выработок и др. в каждом конкретном случае выделяют определенный критерий подобия, в отношении которого решается задача расчета сил и напряжений в модели и натуре.

Профиль откоса может быть плоский, вогнутый, выпуклый, ломаный, ступенчатый и комбинированный. В практике проектирования откосов наиболее часто применяют плоский профиль и значительно реже – выпуклый для не глубоких разрезов, а для



Рис. 4. Картина полос и деформаций при выпукло-ломанном профиле борта разреза.



Рис. 6. Картина полос и деформаций при ступенчатом профиле борта разреза.



МАХМУДОВ АЗАМАТ МАХМУДОВИЧ

(таваллудининг 60 йиллиги)

Махмудов Азамат 1957 йил 1 май куни Самарқанд вилояти, Нурота тумани Жўш кишлоғида зиёли оиласида таваллуд топган.

У 1964-1974 йилларда Нурота туманида ўрта мактабда ўқиган. 1974-1979 йиллар А.Р. Беруний номидаги Тошкент Политехника институтининг “Кон машиналари ва комплекслари” мутахассислиги бўйича ўқиган ва кон механик-инженери квалификациясига эга бўлган. У 1979 -1996 йилларда Тошкент политехника институтида инженер, лаборатория мудири, кафедра ассистенти ва катта ўқитувчи лавозимларида ишлаган.

А. Махмудов 1996 йилда НавДКИ “Кончилик” факультетида катта ўқитувчи, декан муовини, декан лавозимларида ишлаган.

У НавДКИ фаолиятини ташкил этишда фаол бевосита катнашди ва унинг ишгирида “Касбий таълим (Кончилик иши)”, “Кончилик иши”, “Кончилик электр механикаси” ва “Ноёб ва радиоактив металл рудаларни қазиб ва қайта ишлаш техникаси ва технологияси” бакалавриат йўналишларида ва “Фойдали қазилма конларини ер ости усулида қазиб олиш”, “Фойдали қазилма конларини очиб усулда қазиб олиш” ва “Ноёб ва радиоактив металл рудаларни қазиб олиш технологияси” магистратура мутахассисликларида ўқув жараёни ташкил этилди.

А. Махмудов Навоий кон-металлургия комбинати ишлаб чиқариш корхоналари, “Ўзбекистон темир йўллари” Давлат концернига қарашли “Гранит” очиб турдаги хиссадор жамияти қошида “Кончилик ишлари” ва “Кончилик электр механикаси” кафедраларининг филиалларини, дуал тизимда ўқитишни ташкил этишда, ҳамда ўқув-услубий материаллар билан таъминлашда бевосита иштирок этди.

А. Махмудов 2011 йилда Навоий давлат кончилик институти ҳузуридаги К.067.46.01 ихтисослашган Кенгашда “Научные основы совершенствования буротривной технологии добычи блоков камня управлением разрушающими усилиями” мавзусида 05.15.03 –“Фойдали қазилмаларни очиб усулда қазиб олиш” ихтисослиги бўйича бажарилган диссертация ишини химоя қилган ва техника фанлари номзоди илмий даражасини олган.

А. Махмудов Навоий давлат кончилик институти ўқув-услубий Кенгаши аъзоси, “Кончилик” факультетининг “Сифат комиссияси” раиси сифатида институтда ва факультетда ўқув жараёнини ташкил этиш ва замонавий ўқув адабиётлари ва ўқув-услубий ишланмалар билан таъминлашда фаол катнашиб келмоқда.

А. Махмудов ўзининг 37 йиллик илмий-педагогик фаолияти давомида 97 тадан ортиқ илмий ишлар чоп этилган бўлиб, шу жумладан 26 та Республика ва чет эл журналларида илмий-мақолалар; 43 та тўпламлардаги мақола ва тезислар; 28 та услубий ва норматив-техник ҳужжатлар.

А. Махмудов раҳбарлигидаги профессор-ўқитувчилар ва магистрантлар ва икtidорли талабалар Тошкент давлат техника университети ва Навоий давлат кончилик институтида ҳар йили бўлиб ўтадиган Ҳалқаро ва Республика илмий-техник конференцияларида фаол иштирок этиб келмоқдалар. А.Махмудов юзлаб кончи-технолог ва кончи-электр механик шогирдлар тайёрлаган, ҳар ўқув йили 7 тагача бакалавриат “Кончилик электр механикаси” ва “Электр техникаси, электр механикаси ва электр технологиялари” таълим йўналишлари битирувчиларининг малакавий битирув ишларига раҳбарлик қилиб келмоқда, ҳамда унинг илмий раҳбарлигида НДКИда 10 га яқин “Кончилик машиналари ва жиҳозлари” магистратура мутахассислиги магистрантлари магистрлик диссертацияларини муваффақиятли химоя қилдилар. Шогирди Курбонов Ойбек Мухаммадқуллович Ўзбекистон Республикаси “Юрт келажиги” 2016 йил танлови ғолиби бўлди.

А. Махмудов ўзининг илмий-педагогик маҳоратини ошириш устида доимо ишлаб келмоқда. У 2009 й. Тошкентда Олий ва ўрта махсус, касб-хунар таълимини ривожлантириш Марказида “Олий таълим ташкил этишнинг долзарб масалалари” бўйича (сертификат МО № 048047), 2010 йил Тошкент давлат техника университети қошидаги Олий инженерлик педагогика институтида “Педагогик технология ва педагогика маҳорат” бўйича малакасини оширди (сертификат МО № 074580) ва 2015 йил ТДТУ ҳузуридаги ПҚКТ ва УМО тармок

марказида 288 соатлик қайта тайёрлаш курсида таълим олди ва малака аттестатига эга бўлди (малака аттестати МА № 002129).

А. Махмудов Навоий давлат кончилик институти, Тошкент давлат техника университети, Минерал ресурслар илмий-тадқиқот институти, Сейсмология институти, Ўзбекистон нефть ва газ конлари геологияси ва қидируви институти, Геология ва геофизика институти хузуридаги 14.07.2016.ГМ/Т.10.01 (16.07.2013.ГМ/Т.10.01) рақамли фан доктори илмий даражасини берувчи илмий кенгаш қошидаги 04.00.10-геотехнология (очик, ер ости ва қурилиш); 04.00.14-фойдали қазилмаларни бойитиш ихтисосликлари (техника фанлари) бўйича илмий семинар таркиби аъзоси сифатида семинарларда фаол қатнашиб республикамиз учун юқори даражали илмий ва илмий-педагогик кадрлар тайёрлаш ишида ўзининг хиссасини қўшиб келмоқда.

А. Махмудов илмий фаолият билан ҳам шуғулланиб келмоқда ва 10 дан ортиқ хўжалик шартномаси ва давлат гранти мавзуларини бажаришда илмий ходим ва катта илмий ходим сифатида иштирок этди. Ўзбекистон Республикаси

Навоий кон-металлургия комбинати давлат корхонаси, Ўзбекистон Республикаси Биринчи Президенти И.А. Каримов номидаги Тошкент давлат техника университети, Навоий давлат кончилик институти, «O'zbekiston konchilik xabarnomasi» илмий-техник ва ишлаб чиқариш журнали редакцияси, ҳамда кон-металлургия саноатининг илмий-техник жамоатчилиги, ҳамкасабалари, шогирдлари номидан А.М. Махмудовнинг 60-йиллик юбилеи муносабати билан мустақкам сўхат-саломатлик, узоқ умр, катта оилавий бахт, илмий-педагогик ишларига янгидан-янги улкан ижодий ютуқлар тилайди!



ЭРНАЗАРОВ МАХАМАТ ТОХИР

(к 70-летию со дня рождения)

Родился 14 марта 1947 г. в селе Багустан Бостанлыкского района Ташкентской области в семье рабочего.

В 1969 г. окончил Казанский химико-технологический институт по специальности инженер технолог.

Трудовую и научную деятельность начал в лаборатории активационного анализа благородных металлов института ядерной физики АН РУз, инженером.

В 1974-1977 гг. обучался в аспирантуре при институте ядерной физики АН РУз. Активно участвовал в общественной работе института, являлся членом местного комитета института и по усовершенствованию методик определения благородных металлов из руд технологических проб. Участвовал в разработке иодидного способа сорбции с целью повышения извлечения благородных металлов.

В 1989 г. защитил диссертацию на тему: «Разработка сорбционных методов извлечения золота, серебра и платиноидов из сбросных технологических растворов гидрометаллургических заводов» на учёную степень кандидата технических наук по специальности 05.15.08 – «Обогащение полезных ископаемых».

С 1990 по 1994 г. работал в Ташкентском государственном техническом университете им А.Р. Беруний ассистентом, старшим преподавателем, доцентом кафедры «Металлургия». Активно участвовал в усовершенствовании учебно-методических работ и составлении лабораторных практикумов по курсам «Аналитический контроль металлургического производства», «Комплексная переработка сырья благородных металлов».

С 1994 по 2003 г. работал на военной кафедре Ташкентского государственного технического университета им. А.Р. Беруний старшим преподавателем, начальником цикла «Боевое применение подготовки подразделений химической защиты». Активно участвовал в подготовке офицеров запаса для химических подразделений.

В 2003-2004 гг. работал доцентом в Ташкентском химико-технологическом институте на кафедре «Редких и благородных металлов».

С 2004 г. и по настоящее время работает начальником лаборатории «Обогащение и гидрометаллургия» ГУП «O'zGEORANGMETLIT». Принимал активное участие в усовершенствовании технологии переработки извлечения ценных компонентов из клинкера цинкового производства, которая защищена несколькими патентами РУз.

Под его руководством разработаны: технология извлечения ценных компонентов из отвальных отходов шламового поля УзКТЖМ, оптимальная технология переработки обожженного промпродукта молибденового и молибденовых отходов с целью повышения извлечения молибдена, комплексной переработки хвостовых отвалов Чадакской ЗИФ и Марджанбулакского ЗИЦ.

М. Эрناзаров автор более 50 научно-технических статей, 5 авторских свидетельств и 6 патентов РУз.

Он награжден нагрудными знаками «10 лет Вооруженным силам РУз» и нагрудным знаком «Горняцкая Слава III степени».

ГП Навоийский горно-металлургический комбинат, Ташкентский государственный технический университет имени Первого Президента Республики Узбекистан И. А. Каримова, Навоийский государственный горный институт, редакционный совет научно-технического и производственного журнала «O'zbekiston konchilik xabarnomasi», а также научно-техническая общественность горно-металлургической промышленности, друзья и коллеги сердечно поздравляют Эрназарова М.Т. с 70-летним юбилеем и желают ему крепкого здоровья, личного счастья и новых творческих успехов на благо прогресса и процветания Республики Узбекистан!





КВАРЦЕВЫЙ ПЕСОК

Лабораторными и полупромышленными испытаниями установлена пригодность кварцевых песков в качестве:

- ✓ формовочного материала при производстве мелкого и среднего стального и чугунного литья;
- ✓ сырья для изделий тонкой строительной керамики и высоковольтного электро-технического фарфора;
- ✓ сырья для производства оконного и бутылочного стекла;
- ✓ заправочного материала для электропечей.



НГМК

Центральное рудоуправление

тел: (8 436) 577 03 52, факс (8 436) 577 20 20

ОРИГИНАЛЬНЫЕ ЗАПАСНЫЕ ЧАСТИ

ОРИГИНАЛЬНЫЕ ЗАПАСНЫЕ ЧАСТИ - ЗАЛОГ КАЧЕСТВА,
НАДЕЖНОСТИ И УСТОЙЧИВОЙ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ.
БОЛЕЕ ПОДРОБНО НА WWW.ATLASCOPCO.COM

Sustainable Productivity

Atlas Copco

