

**Ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali
1997 yilda asos solingan****Ta'isichilar:**

Navoiy kon-metallurgiya kombinati,
Navoiy davlat konchilik instituti,
O'zbekiston geotexnologiyasi ilmiy-tadqiqot
va loyihalashtirish instituti «O'zGEOTEXLITI»

Moliyaviy qo'llab quvvatlovchilar:

Navoiy kon-metallurgiya kombinati,
«Olmaliq KMK» OAJ,
«O'zbekko'mir» OAJ

Bosh muharrir: Agzamov Sh.K.**Bosh muharrir o'rinbosari:** Sitenkov V.N.**Tahririyat kengashi:**

Abdullayev U.M., Abduraxmonov S.A., Bibik I.P.,
Bizzeyev V.K., Davronbekov U.Yu., Klimenko A.I., Kus-
tov A.M., Malgin O.N., Nasirov U.F., Norov Yu. J.,
Raimjanov B.R., Rahimov V.R., Saidov R.T., Sana-
kulov K.S., Tolstov Ye.A., Xusanov N.N.,
Shemetov P.A.

Jurnal O'ZBEKISTON MATBUOT VA
AXBOROT AGENTLIGIDA ro'yxatga olingan

Qayd etish guvohnomasi 2004 yil 16 noyabr № 07-041

Jurnalda ma'lumotlar bosilganda dalillar
ko'rsatilishi shart

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

Tahririyat manzili:

706800, Navoiy shahri, Navoiy ko'chasi 51,
Navoiy davlat konchilik instituti
Tel. 8 (436) 224-82-05, faks 224-90-41
706801, Zarafshon shahri, NKMK
Markaziy kon boshqarmasi, Ma'muriy binosi
Tel. 8 (436) 5770438, 5770437, 5770354, 5721767
Faks 8 (436) 5721015
E-mail: Bibik_GVU@rambler.ru,
gornvest@rambler.ru

Dizayn va kompyuter sahifasi:

Bannov A.N., Kopina Ye.N., Semyonova Ye. V.

Tahliliy guruh: Luzanovskiy A G., Golishenko G.N.,
Kudinova R.N.

«Poli-Press» korxonasi sho'basida nashr qilindi
700015, Toshkent shahri, Avliyo ota ko'chasi 93
Tel: (998 71) 115-27-98

Nashr etishga 30.01.2006 y. imzolandi

Adadi 750 nusxa

MUNDARIJA / СОДЕРЖАНИЕ**ГЕОЛОГИЯ ВА ГИДРОГЕОЛОГИЯ /
ГЕОЛОГИЯ И ГИДРОГЕОЛОГИЯ**

Талипов Р.М., Шукuroв Н.Э. Использование биогеохимического метода при поисках рудных месторождений в Центральных Кызылкумах	3
Бадалов С.Т. Геохимические особенности поведения золота в разнообразных рудообразующих системах	8
Ахмедов Н.А., Бородин Ю.В., Хамидуллаев Н.Ф. Возможные геолого-генетические типы месторождений алмазов Узбекистана (обзор)	16
Исаматов Ю.П., Шакароев Б.Ш., Горноев В.А. О формировании техногенного режима подземных вод при разработке месторождения Кальмакыр	22

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ / ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

Клименко А.И., Кяро В.А., Чернышов А.А., Рожков С.В. Энергоэффективность угольной отрасли Узбекистана	24
Сытенов В.Н., Филиппов С.А., Куролов А.А. О стратегии открытой разработки месторождений на основе формирования технологических модулей	29
Норов Ю.Д., Уринов Ш.Р. Разработка эффективных параметров грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса физическим моделированием	34
Шеметов П.А. Влияние экономических факторов на использование георесурсного потенциала месторождений	38
Рубцов С.К., Иоффе А.М., Шеметов П.А. Перспективы применения внутреннего отвалообразования на карьерах Навоийского ГМК	41
Уринов Ш.Р., Норов Ю.Д. Разработка методики инженерного расчета эффективных параметров грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса	46
Аскароев М.А., Хамидов Л.А., Ахтамов Ф.Э., Рахимов С.Н. Основные методы и проблемы переработки фосфоритовых руд	49
Хакимов Ш.И. Выбор и обоснование рациональных параметров бестранспортной системы открытой разработки маломощных многопластовых месторождений сложного залегания	52

ГЕОМЕХАНИКА / ГЕОМЕХАНИКА

Норов Ю.Д., Шамансуров И.И., Тошов Ж.Б. О критерии сопротивляемости горных пород и стойкости породоразрушающего инструмента применительно к золоторудным месторождениям Западного Узбекистана	57
Жиянов Ю.А., Кудинов А.А., Кольцов П.В. К расчету устойчивости бортов карьера Мурунтау с крутыми откосами на рабочих уступах	60
Назарова С.И., Таджикиев Ш.Т. Маркшейдерский контроль за ведением горных работ на деформирующихся бортах карьеров	63

**FOYDALI QAZILMALARNI BOYITISH VA METALLURGIYA /
ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ**

Ахмедов Х., Солижанова Г., Аминжанова С. Разработка технологии обогащения золотосодержащей руды месторождения Кызылалма	65
Абдурахмонов С.А., Холикулов Д.Б., Пиримов А., Нормуратов Р.И., Назаров В.Ф. Статистическая обработка показателей ионной флотации металлов из сернокислых растворов ..	67
Беглов Б.М., Шарофутдинов У.З., Хушваков О.Б., Абдурахмонов Э. Изучение механизма сорбции золота и серебра на активированных углях	69

**Научно-технический и
производственный журнал
Основан в 1997 году**

Учредители:

Навоийский горно-металлургический комбинат,
Навоийский государственный горный институт,
Узбекский научно-исследовательский и
проектный институт геотехнологии
«O'ZGEOTEKHLITI»

При финансовой поддержке:

Навоийского горно-металлургического комбината,
ОАО «Алмалыкский ГМК»,
ОАО «Узбекуголь»

Главный редактор: Агзамов Ш.К.

Зам. главного редактора: Сытенков В.Н.

Редакционный совет:

Абдуллаев У.М., Абдурахмонов С.А., Бибик И.П.,
Бызеев В.К., Давронбеков У.Ю., Клименко А.И.,
Кустов А.М., Мальгин О.Н., Насиров У.Ф., Норов
Ю.Д., Раимжанов Б.Р., Рахимов В.Р., Саидов
Р.Т., Санакулов К.С., Толстов Е.А., Хусанов Н.Н.,
Шеметов П.А.

Журнал зарегистрирован в УЗБЕКСКОМ
АГЕНТСТВЕ ПО ПЕЧАТИ И ИНФОРМАЦИИ

Регистрационное свидетельство за № 07- 041
от 16 ноября 2004 года

При перепечатке материалов ссылка на журнал
обязательна

За точность фактов и достоверность
информации ответственность несут авторы

Адрес редакции:

706800, г. Навои, ул. Навои 51,
Навоийский государственный горный институт
Тел. 8(436) 224-82-05, факс 224-90-41
706801, г. Зарафшан, Административный корпус,
Центральное рудоуправление НГМК
Тел. 8(436) 70438, 70437, 70354, 5721767
Факс 8(436) 5721015
E-mail: Bibik_GVU@rambler.ru,
gornvest@rambler.ru

Дизайн и компьютерная верстка:

Баннов А.Н., Копина Е.Н., Семенова Е.В.

Аналитическая группа: Лузановский А.Г.,
Голищенко Г.Н., Кудинова Р.Н.

Оттиснено в ДП «Poli-Press»
700015, г. Ташкент, ул. Авлиё Ота 93
Тел. (998 71) 115-27-98

Подписано в печать 30.01.2006 г.

Тираж 750 экз.

Атаханов А.С., Хасанов А.С., Мусаев А.М., Абдукадыров А.А.

Теоретический анализ термогравитации и результаты
минералогических исследований продуктов обеднения 73
Аскароев М.А., Нуркулова Е.А. Возможность применения реагента
«НИОГРИН-3» в промышленных условиях 77

GEOTEKNIKA / GEOTEKNIKA

Аскорходжаев Т.И., Аблаев И.Ш. Оценка предельного состояния
гусениц бульдозеров D10R, работающих в карьере Мурунтау 80
Давранбеков У.Ю., Махмудов А.М., Махмудов Ш.А., Турсунов. Ш.
Развитие базы технического обслуживания и ремонта горного
оборудования карьера Мурунтау 81
Кушимов Ф.К. Метрические исследования пространственного
двухкривошипного механизма с изменяющимися длинами шатунов 85
Курбанов А.А., Муродов Ф.Д. Вынужденные колебания деталей
машин и пути их гашения 87

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

Курбанов А.А., Мирзаев А., Каримов С., Тураев А.С. О тепловом
балансе печи для плавления базальтового камня 89
Жумаев З.Ш., Жумаев Ж., Кулдошев Х.М. Численное
исследование влияния исходного значения концентрации
топлива на параметры факела при диффузионном горении 91
Тошбоев Т.У. Способ получения термостойкого кремния 93
Жумаев З.Ш., Ёдгоров О.О., Джуреева Н.М. К численному
расчету трехмерных турбулентных струй реагирующих газов в поле
силы тяжести при диффузионном горении 96
Мурадов Ш.М. Проблемы основной обработки почвы 99

**ECOLOGIYA VA TEXNIKA HAVFSIZLIGI /
ЭКОЛОГИЯ И ТЕХНИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ**

**Оруджов У.С., Кадыров Ф.Х., Абдуллаев З.А., Лобанова В.С.,
Киселенко А.С.** К вопросам проветривания рудников,
применяющих самоходное оборудование 100

FAN VA TA'LIM / НАУКА И ОБРАЗОВАНИЕ

Перегудова Г.П. Иллюстрация прикладной роли законов
метаматематики и физики на примерах решения задач
горного производства 103
Мухаммеджанова Л.П., Аяпова Д.У. Навстречу поставленной
цели 106

**IQTISOD VA QONUNCHILIK / ЭКОНОМИКА
И ЗАКОНОДАТЕЛЬСТВО**

Рустамова И.Б., Тухтаева С.Г., Пиримов М.А. Инвестиции как
основной рычаг развития экономики 108
Давранбеков А.У. Содержание права собственности в сфере
поиска, разведки и добычи минерального сырья 109

FAN ISHLAB CHIQARISHGA / НАУКА ПРОИЗВОДСТВУ

Бибик И.П. Научный аспект инновационных решений 113
Базарова С.Ж. Реальные связи науки и производства 114

HABARLAR / ИНФОРМАЦИЯ

Защита диссертации 116

**Указатель статей опубликованных в журнале
«Горный вестник Узбекистана» в 2005 году** 117

REKLAMA / РЕКЛАМА

На 2 стр. обложки: Межотраслевой Центр Стратегических Инноваций и
Информатизации
На 4 стр. обложки: «ATLAS COPCO»

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ БИОГЕОХИМИЧЕСКОГО МЕТОДА ПРИ ПОИСКАХ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ В ЦЕНТРАЛЬНЫХ КЫЗЫЛКУМАХ

Талипов Р.М., вед. научн. сотрудник, докт. геол.-мин. наук Института геологии и геофизики им Х.М. Абдуллаева АН РУз;
Шукуров Н.Э., ст. научн. сотрудник, канд. геол.-мин. наук Института геологии и геофизики им Х.М. Абдуллаева АН РУз

В последние годы на территории Западного Узбекистана все острее ставится вопрос о поисках «слепых» рудных месторождений, залегающих под мощным чехлом четвертичных отложений, которые перекрывают более 80 % рассматриваемого региона. Использование металлотрического метода с опробованием рыхлых отложений покрова не всегда оказывается эффективным, поскольку содержание рудных элементов в них не превышает кларковых значений. В связи с этим, встал вопрос о разработке методики поисков «слепых» рудных месторождений. С 1958 г. нами осуществляются комплексные геохимические исследования на рудных объектах пустыни Кызылкум, результаты которых дали возможность создать и расширить новое биогеохимическое направление применительно к условиям Узбекистана.

В настоящее время, вследствие высокой степени геолого-геофизической изученности территории основных горноскладчатых областей, становится все сложнее открывать новые месторождения полезных ископаемых в коренных породах, выходящих на дневную поверхность или находящихся на незначительной глубине. Между тем, немало погребенных месторождений недостаточно изучены существующими методами. Для их выявления шире привлекаются прямые геохимические методы поисков по вторичным ореолам и потокам рассеяния. В основе этих методов лежит доказанная гипергенная миграция металлов и формирование вторичных ореолов рассеяния рудных элементов в различных ландшафтно-геохимических условиях.

Кызылкумы сложены, по данным [1], горизонтально залегающими отложениями преимущественно позднекайнозойского возраста (Плиоцен-Нижнечетвертичные). Коренные отложения перекрыты и в настоящее время почти вся поверхность покрыта золовыми песками мощностью от нескольких см. до 30 м.

Содержание микроэлементов в почвах в значительной степени зависит от характера и гранулометрического состава материнской породы. Почвы разных участков Центральных Кызылкумов имеют близкий состав и различную мощность. На межгорных равнинах мощность «рыхлопесчаных почв» больше чем у водораздельной части на склонах, где она равна 20-30 см. В Букантау, в Айтыме распро-

странены «кочующие пески», которые [2] разделяются на аллювиальные, пролювиальные и элювиальные. В Кокпатасе и на участках Серебряный и Сарытау микроэлементы накапливаются в нижележащих горизонтах и коре выветривания. В Окжетпесе и Саутбае их повышенное содержание отмечается в верхнем горизонте, а также в коре выветривания.

Верхние горизонты почвы Кокпатаса (участок Серебряный) обеднены микроэлементами. Количество меди, серебра, свинца, цинка и др. в них в 3-10 раз ниже, чем в аналогичных горизонтах участка Окжетпес, но в 2-3 раза выше кларковых значений.

Золото в количестве $5 \times 10^{-8} - 1 \times 10^{-6} \%$ фиксируется в покровных отложениях только в пределах рудных зон.

Содержание микроэлементов в золе растительности контрастно отражает металлогенические особенности отдельных участков, т.е. растительность Северного Тамдытау отличается присутствием заметных количеств элементов группы железа; а также цветных металлов. Изучение содержаний хрома, никеля и кобальта дало возможность установить контуры ультраосновных и основных пород скрытых на глубине (рис. 1). Растительность Южного Тамдытау, в отличие от Северной части гор, характеризуется наличием высокого содержания мышьяка, сурьмы, благородных и цветных металлов. В Тамдытау мышьяк и сурьма постоянно сопутствуют золоту и серебру (рис. 2). Они обнаружены в количестве, соответственно, 10-300 и 0,1-60 г/т в растениях вблизи рудных зон Тамдытау. Полученные данные свидетельствуют о том, что мышьяк для биогеохимических поисков скрытых золоторудных месторождений приобретает роль одного из надежных поисковых критериев. Существует корреляционная связь между содержаниями мышьяка и золота, т.е. с увеличением первого повышается количество второго. Так, по профилю 27, в пробах, содержащих мышьяк до 100 г/т, золото присутствует в повышенных количествах (0,8-1,25 г/т).

В отличие от других рассматриваемых элементов молибден дает слабые биогеохимические ореолы (в виде узких и коротких полос) в районах древних выработок Джургантау и Карашохо. Молибден обнаружен в 812 пробах из 929 со 100-процентной

встречаемостью на большинстве профилей (33, 32, 31, 30, 29, 28, 25, 14-B, 16-A). Максимум его содержания (2×10^{-3} %) отмечен по профилям 24 и 3, что превышает минимум ($1 \cdot 10^{-4}$ %) в 11 раз.

Основная часть ореолов рассеяния мышьяка, золота, свинца и меди концентрируется в пределах древних выработок Карашохо, Джургантау, Кургантау и на контакте с известняками, в которых развиты кварцевые жилы, зоны гидротермально-измененных пород и антимонитовая минерализация.

В пределах Кокпатасского рудного поля ореолы золота и меди пользуются широким развитием по сравнению с другими участками. Ореолы золота и меди установлены в районе колодца Кокпатас, в северо-западной части уч. Кокпатас, северо-восточнее Кокпатаса, в горах Саутбай и Турбай.

Айтым, Турбай, содержание его достигает 0,1-0,8, редко 1,3 г/т.

Заслуживают внимания аномалии в Саутбае и Турбае, приуроченные к южным и северным концам профилей 30-32. Участки с содержанием золота, превышающие геохимический фон в 7-15 раз, расположены внутри среднеаномальной зоны (0,052-0,09 г/т). Растения на участке Айтым аккумулируют в 5,5 раза больше золота по сравнению с участком Ирлир. Среднее содержания золота в золе пыльцы Ирлира равно – 0,068 г/т, а в Айтыме 0,23 г/т.

Максимальное содержание золота отмечается в стеблях аккурая (0,35 г/т), где одновременно с ним откладываются стронций (более 1 %) и барий (0,2 %). Аналогичная закономерность выявляется в золе флемиса, опробованного там же. Заметно высокое

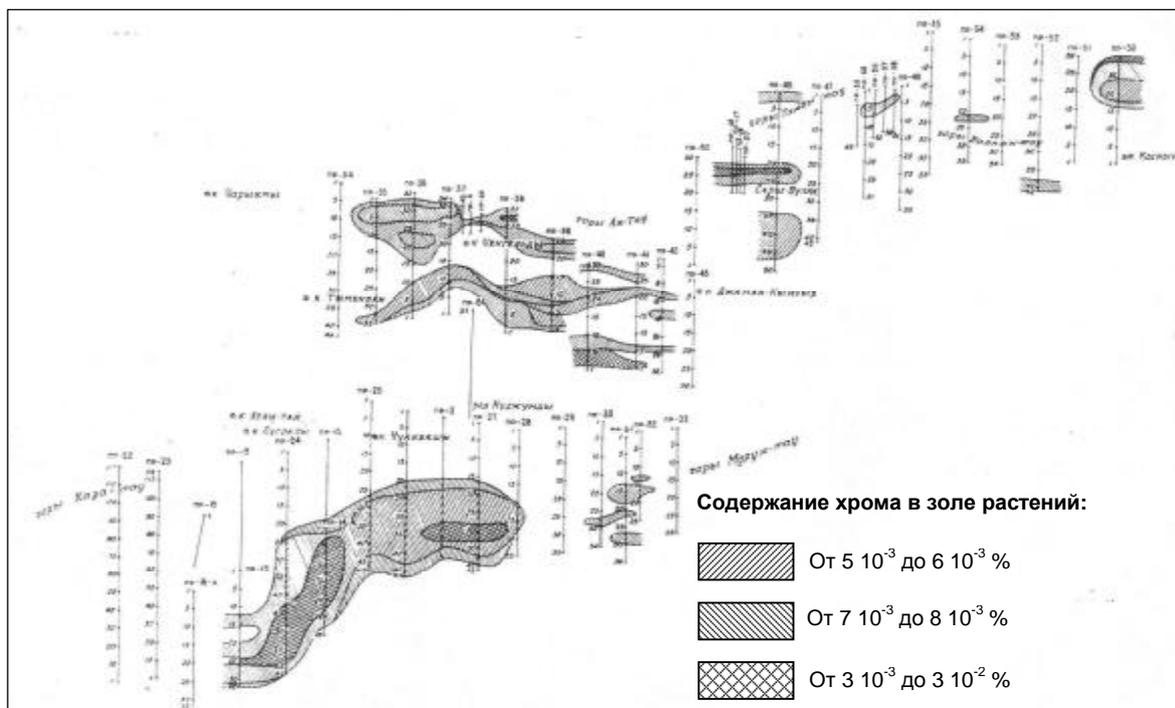


Рис. 1. Распределение хрома в золе растений на рудопоявлении Тамдытау

Содержание золота в ореолах рассеяния варьирует в пределах 0,1-0,8 г/т, меди – 100-300 г/т. В протоочных пробах присутствует малахит до 5 %. В восточной части уч. Кокпатас и Турбай в протоочных пробах также отмечаются халькопирит, пирит и галенит.

Содержание золота постепенно увеличивается с юго-востока на северо-запад, от Турбая, Саутбая, через Кокпатас, до Айтыма, а также на участках Кулкудук и Басжарлыкап. Так, по профилям (52-58) золото в золе растений присутствует в пределах 0,032-0,05 г/т, редко 0,052 – 0,09 г/т, тогда как в золе пыльцы, опробованной на участках Кокпатас,

содержание золота (установлено в его стеблях 0,1048 г/т), одновременно с которым откладывается барий (0,1 %), минимальное содержание этих элементов отмечается в корнях и листьях (табл.).

В сравнительном плане, в Кураминских горах Восточного Узбекистана в золе шиповника из Кочбулака отмечается наибольшее содержание золота до 3 г/т, в золе жимолости - 0,65 г/т. Наибольшее содержание его приходится на листовую часть - 0,8 г/т, а минимальное на плодовую - 0,008 г/т и находится в прямой пропорциональной зависимости от выхода зольности. В листьях жимолости на участке Кочбулак содержание золота достигает 0,215 г/т и в листьях урюка 5,3 г/т, в то время как

минимальное количество их приходится на плоды, где их содержание составило, соответственно, 0,025 и 0,5 г/т, т.е. количество этих элементов в листовой части в 10 раз, а в шиповниках более чем в 100 раз выше, чем в его плодах.

Практически на всех изученных месторождениях выявлена повышенная концентрация ртути.

Содержание ртути в природных водах зависит от pH среды, с уменьшением которой повышается миграционная способность ртути. Так, например, по данным [3], в водах, омывающих ртутное место-

том, арсенопиритом и другими сульфидными минералами, которые при разложении образуют кислые сульфидные воды, способствующие накоплению этих элементов водами и растительностью рудных месторождений. Низкое содержание ртути в растительности Алтыяула в значительной степени объясняется слабой растворимостью ртутных минералов, а, следовательно, и плохой миграцией ртути в природных водах.

Растительность на рудопроявлениях Центральных Кызылкумов (Саутбай и Сарытау) также обед-

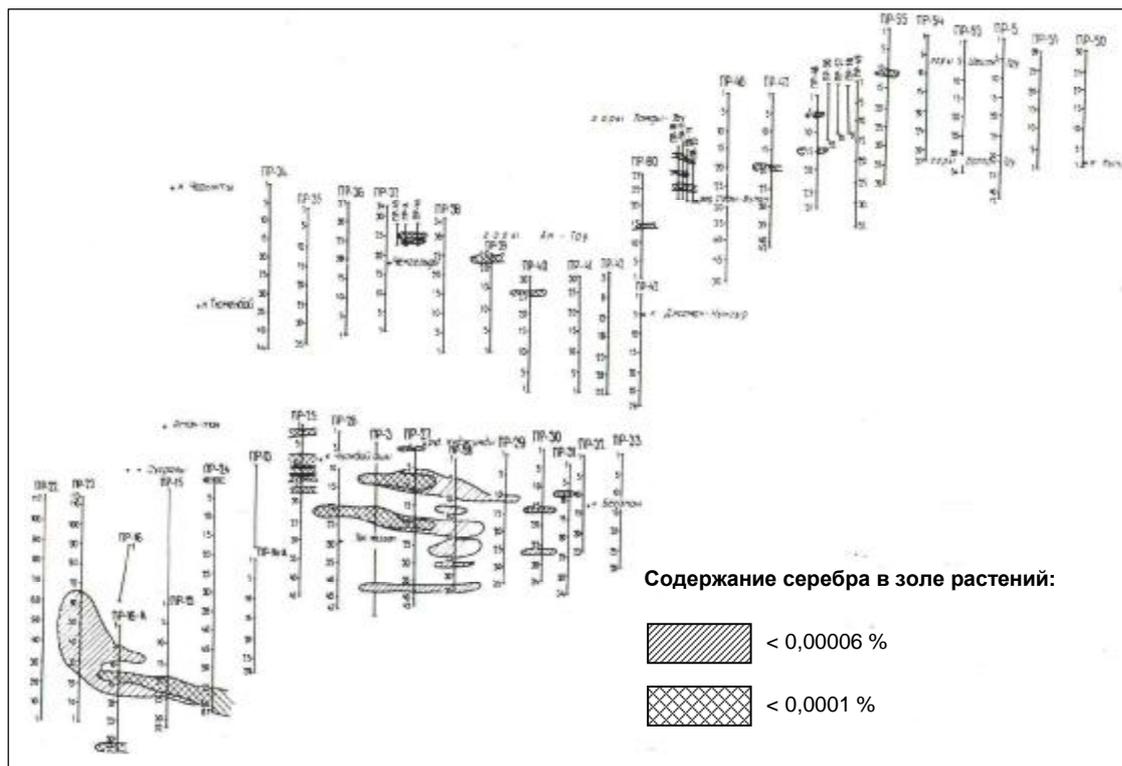


Рис. 2. Распределение серебра в золе растений на рудопроявлении Тамдытау. Масштаб 1:100000. Составил Талипов Р.М.

рождение, обогащенное пиритом, образуются кислые сульфатные воды с pH-3, содержание ртути в них достигает 20 мкг/л. В аридных районах в связи с карбонатностью коры выветривания и активностью её соединения с карбонатами кальция концентрация ртути в рудничных водах не превышает 5 мкг/л.

На примерах Зирабулак-Зиаэтдинских гор, нами показано, что количество ртути в сухом веществе растительности так же, как в природных водах, зависит от типа минерализации. Так, например, содержание ртути в растениях золоторудных месторождений Каракутан, Рабинджан, а также шеелитового месторождения – Ингичке в десятки раз больше, чем в растительности участка Бешкудук или на собственном месторождении ртути Алтыяул. Наличие высокого содержания ртути в растительности участков Каракутан, Ингичке, Карнаб, Дивана объясняется обогащенностью рудных залежей пири-

нена ртутью. Возможно, это объясняется отсутствием листьев полыни, где концентрируется основная масса рудных элементов. Содержание ртути в пробах растений участка Саутбай колеблется от 1×10^{-4} до 8×10^{-4} %. Частота встречаемости ртути в сухих стеблях полыни колеблется в пределах от 1×10^{-4} до 5×10^{-4} %; в двух пробах $7-8 \times 10^{-4}$ %, среднее – $3,5 \times 10^{-4}$ %.

В Восточном Узбекистане, в Чаткале, мы фиксируем влияние ландшафта на содержание ртути в растениях. В условиях влажных горных районов идет интенсивное накопление ртути и мышьяка. На мышьяковисто-висмутовом месторождении Устара-сай были опробованы три вида растений, а именно: мох, зремурус и перовская, в которых установлено содержание ртути и мышьяка. Причем наибольшее количество ртути ($5 \times 10^{-3}-1 \times 10^{-2}$ %) установлено в высушенной перовской, а наименьшее в мхе (7×10^{-4} %). В тоже время содержание мышьяка в высу-

шенном мхе достигает $3,2 \times 10^{-1} \%$, а в эремурусе – $1,8 \times 10^{-2} \%$.

Перовская является концентратором ртути и на ртутном месторождении Карасу (Мальгузар), где ее содержание достигает $3 \times 10^{-3} \%$. Кроме Перовской для этого участка концентратором ртути также является флемис - $6 \times 10^{-3} \%$, который также способствует выявлению ореолов рассеяния глубокозалегающих ртуть содержащих месторождений.

Некоторые особенности распределения микроэлементов в белковой фракции растений на участках рудных месторождений. Экспериментальные исследования и полевые наблюдения дают основание предположить, что почти все химические элементы, за исключением инертных газов, участвуют в физиологическом обмене веществ растений. В лабораторных условиях в результате эксперимента было установлено, что золото, как и другие органические элементы, способствует росту и развитию отдельных видов растительности [4].

О физиологической значимости золота в жизне-

связано с уменьшением гравитационной силы (пояса Полынова Б.Б.) и соответственно повышением интенсивности миграции элементов. При этом содержание микроэлементов в растениях также зависит от диаметра капилляров, т.е. чем меньше диаметр капилляра, тем длиннее путь миграции золота.

Макро - и микроэлементы в растениях взаимосвязаны и входят в состав многих ферментов. Роль ферментов в жизни организмов исключительно велика, ибо все биохимические процессы синтеза, распада и обмена органических веществ протекают при их участии.

С целью установления составных частей органического вещества растения и его химического состава в Институте ботаники проводился эксперимент с растительностью рудопроявлений Кансай и Ухум.

Содержание серебра в белковых веществах растений, опробованных на рудопроявлениях Кансай и Ухум, колеблется в пределах - 10-30 г/т, в то время как в золе тех же проб растений его содержание в

Т а б л и ц а

Распределение элементов в различных органах растений на золоторудном месторождении Зармитан ($n \times 10^{-4} \%$)

Виды растений	Исследуемая часть растения	Выход золы %	Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Ni	Mn
Флемис	Листья с бутонами	12-18	0,0058-0,0458	0,07-0,3	90-100	30-70	100-200	50-70	200
	Стебли	11-16	0,0116-0,1048	0,05-0,1	70-100	20-40	-	20-70	200-300
	Корни	10-14	0,0082-0,05	0,05-0,07	70-90	5-30	-	40-100	70-100
	Целиком	17	0,0156-0,0450	0,07	100	40	100	50	300
Аккурай	Листья с бутонами	12-14	0,0076-0,045	0,05-0,07	70-90	30-40	100-200	10-40	150-300
	Стебли	6-7	0,0124-0,353	0,05-0,07	70-90	20-30	80-100	7-10	100
	Корни	12-13	0,02888-0,0346	0,055-0,07	50-70	20-30	Сл.-70	40-100	100-200
Кузиния	Листья с бутонами	15-25	0,005-0,0472	0,07	100	30-40	-	50-70	100-200
	Стебли	10-14	0,0054-0,046	0,05-0,07	100	20-40	-	30-50	100-200
	Корни	12-18	0,044-0,132	0,07	50-70	20-30	Сл.-100	30-50	100-200

деятельности растений можно судить по экспериментальным данным, в результате которых было установлено, что золото в количестве менее 0,35 мг не оказывает влияние на процесс образования хлорофилла и наблюдается хлороз. Для его устранения в нашем эксперименте было внесено 10 мг золота, снявшее явление хлороза и придавшее растению яркую зеленую окраску.

В лабораторных условиях золото в ионном состоянии было введено в питательную среду, которая по данным [5] быстро преобразуется в коллоид и легко адсорбируется корнями растений, концентрируясь в нижних листьях и корнях растений.

На рудных месторождениях золото идет в комплексе с другими элементами и, в отличие от лабораторных исследований, фиксируется в верхней части листьев, початках и корнях. Возможно, это

десятки и сотни раз меньше.

Серебросодержащие ферменты не экстрагируются из растительных тканей водой, они частично выщелачиваются в солянокислой среде, а в основном обнаруживаются в минеральной части белковой фракции, т.е. находятся во взаимосвязи с золотом, максимальное содержание которого фиксируется там же. Эта взаимосвязь отражает соотношение последних в эндогенных рудных формациях. Зная распределение серебра в растениях на «слепых» рудных объектах, можно рекомендовать его в качестве поискового критерия на золото. Одним из основных ферментов меди являются полифенолоксидаза, экстрагируемая водой из растений. Синтез полифенолоксидазы в растениях протекает в течение вегетативного периода за

счет меди, поглощаемой корневой системой из почвы.

Растения, испытывающие недостаток меди, имеют пониженную полифенолоксидазную активность.

Причина заболевания скота «атаксий» пастбищных зон Западного Узбекистана, возможно, объясняется недостатком меди [6], имеющей большое физиологическое значение для живых организмов. Наибольшее содержание отмечается в водных и солянокислых фракциях тонкорассеченной пыли на рудопроявлениях Кансай и Ухум. Содержание меди в водных и солянокислых фракциях достигает 0,1-0,3 %, в то время как в других фракциях его количество в десятки и более раз ниже. Возможно, это содержание обусловлено взаимосвязью меди с ферментом пироксидазы, который легко выщелачивается водой.

В отличие от серебра, между количеством золота и меди в белках не устанавливается корреляционной зависимости. Современная наука пока не может дать ответа на вопрос о характере взаимосвязи и накопления меди и золота. Можно высказать предположение, что золото связано с другими ферментами и поэтому между медью и золотом в белках не установлена корреляция.

Явление совместного накопления и выщелачивания золота и железа установлено в результате фракционирования белковой части растений.

Наибольшее содержание золота (0,621-2,871 г/т) и железа (>1 %) отмечается в минеральной части тонкорассеченной пыли и кузины, а наименьшее их количество, соответственно, в водной и солевой фракциях (0,0008-0,0025 г/т и 0,001-0,6 %).

Железо и золото не выщелачиваются обычными растворителями, т.к. входят в состав полимерной структуры белковой молекулы, что определяет относительную устойчивость микроэлементов.

Проведенные нами экспериментальные исследования биохимии благородных и цветных металлов в пробах растений на некоторых рудопоявлениях Узбекистана позволили высказать предположение об их положительном влиянии на рост и жизнедеятельность растений. Нахождение в растениях значительных количеств легковыщелачиваемых в воде элементов, таких как медь, марганец, цинк дало основание предположить легкую растворимость металлоорганических соединений, в состав которых входят вышеназванные элементы, в то время как золото, сурьма, и железо фиксируются в больших количествах в минеральном остатке белковых веществ, т.е. не выщелачиваются даже сильными растворителями. В отличие от метода озольнения, фракционирование белковых веществ растений позволяет устанавливать на количественной основе особенности распределения рудных элементов в растениях.

Наши многолетние исследования и анализ литературных источников показывают, что биогеохимические поиски золоторудных, вольфрамовых и оловянных месторождений в пустынях возможны, хотя эти элементы являются малоподвижными, а их первичные минералы в зоне гипергенеза обычно устойчивы и потому их можно встретить в шлихах покровных отложений. Ореолы рассеяния этих элементов отчетливо фиксируются и контрастно отражают металлогенические особенности района.

При поисках глубокозалегающих рудных месторождений необходимо учитывать, помимо основных, также сопутствующие элементы - ртуть, йод, мышьяк и др., ореолы рассеяния которых способны проникать на большую глубину. В силу этого, они могут служить косвенными показателями глубокозалегающих рудных тел.

В покровных отложениях рудопоявлений Западного Узбекистана золото находится в самородной форме, цветные и редкие металлы входят в состав породообразующих минералов и оказывают отрицательное влияние на накопление рудных элементов растениями.

Содержание микроэлементов в различных типах почв Узбекистана находится в пределах фона. Наибольшие отклонения от фоновых содержаний редких и рассеянных элементов характерно для почв вдоль горных гряд пустыни. Так, серо-бурая почва Тамдытау, развитая на ультраосновных породах, сероземы Зирабулакских гор, развитые на скарированных гранитоидах проявляют резкое различие в содержании хрома, никеля, висмута, вольфрама, золота, максимальные значения которых наблюдаются на нижних горизонтах почв.

Список литературы:

1. Пословская О.Ю. Рельеф и геологические особенности. Растительный покров Узбекистана, Ташкент: Фан, 1971, Т.1. с. 17-48.
2. Лобова Е.В. Почвы пустынной зоны СССР. М.: Изд-во АН СССР, 1960, с. 350.
3. Голева Г.А. Гидрогеохимия рудных элементов. М.: «Недра», 1977, с. 215.
4. Талипов Р.М., Тверская К.Л. Некоторые особенности распределения отдельных рудных элементов во фракции белковой части растений. Уз. Геол. Ж., 1981, № 1. с. 65-69.
5. Бибичка И. Золото в организмах. Геохимические методы поисков рудных месторождений. М.: ИЛ, 1954 - с. 373-426.
6. Риш М.А. Применение микроэлементов в животноводстве Узбекской ССР. Сб: «Микроэлементы в сельском хозяйстве» Изд. «Наука», Ташкент, 1965, с. 49-55.

ГЕОХИМИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ПОВЕДЕНИЯ ЗОЛОТА В РАЗНООБРАЗНЫХ РУДООБРАЗУЮЩИХ СИСТЕМАХ

Бадалов С.Т., профессор Института геологии и геофизики АН РУз, докт. геол.-минер. наук

Золото является одним из редчайших химических элементов в породах земной коры (мощность ее около 30 км), в которой его всего 4 миллиграмма в каждой тонне, т.е. 0,004 г/т. Более редкими, чем золото, считаются только теллур (0,001 г/т), рений (0,0007 г/т) и осмий (0,000 п г/т). Золото относится к числу элементов-моноизотопов, которые представлены в природных условиях своими единственными изотопами. В этой группе 21 элемент, из которых важнейшими, кроме золота, являются Na, Al, P, Bi, As, F, Mn, J, Co, Be, Rh, Tm и др. Атомный вес золота 197, т.е. Au¹⁹⁷. Несмотря на наличие у каждого из них всего по одному стабильному изотопу именно все они оказались наиболее легко возбуждаемыми элементами (особенно Au, Co, J, Tm), которые в новых, более активных формах своих изобарных изомеров широко используются в медицине и других отраслях народного хозяйства. Известно, что в результате аварии на Чернобыльской АЭС наиболее опасными оказались возникшие изомеры моноизотопов иода-127 м и цезия – 133 м.

Несмотря на очень низкие средние содержания золота, оно, в зависимости от проявления своих геохимических свойств в различных природных системах, способно создавать и фактически создает свои очень крупные и уникальные по масштабам локальные концентрации с кондиционными запасами в тысячи и даже десятки тысяч тонн. К таким объектам относятся месторождения в ЮАР (Витватерсранд), России (Сухой Лог и др.), Казахстане (Бакырчик), Кыргызстане (Кумтор), Узбекистане (Мурунтау, Кальмакыр и др.), Австралии, Китае и других странах. Образование столь крупных концентраций золота при условии, что его содержание в подстилающих и вмещающих породах составляет миллиграммы на тонну, обусловлено его многими геохимическими особенностями. Следует оговорить, что подобные концентрации золота могли возникнуть и фактически возникали не за счет его привноса извне в готовом виде из неведомого источника, каким в геологии считаются глубинные части Земли, вплоть до ее верхней мантии.

Золото, в отличие от некоторых других благородных металлов обладает и многими специфическими геохимическими свойствами, представленными многочисленными и разнообразными формами своего нахождения, которые для условий природных систем еще практически очень слабо изуче-

ны. Это относится не только к его локальным концентрациям различных генетических типов, но и к формам нахождения в условиях его рассеяния. Естественно, что по аналогии с соотношениями материи в состоянии вакуума к ее реально существующим материальным формам, где вакуумная форма нахождения является резко преобладающей (более 95 %) над собственно материальным миром, следует полагать, что и для золота его неизученная составляющая должна быть также решающей по сравнению с его известными формами нахождения. Это относится ко всем его слабо изученным формам по валентности, т.е. степеням его окисления, которых у золота более 10, как со знаком плюс, так и со знаком минус, а также весьма разнообразным формам его нахождения в водной среде - от ионной – Au¹, Au², Au³ и других, коллоидной, хлоридной, анионной, катионной, металлоорганической, атомарной и др. Спутниками золота в этих процессах миграций являются Feⁿ, SiO₂, K, Cl, Ag, Pb, Cu, Zn, Mn и др. Только по установленным его формам нахождения количество золота в сточных водах Мурунтау (шахта в Мютенбае) составляет 117 мкг/л. В этом отношении золото оказалось слабо изученным элементом, что приводит к тому, что в общем балансе извлеченная часть золота даже из его концентраций составляет лишь небольшую часть от общего количества в рудообразующей системе. Следует при этом учитывать, что даже при различных полиморфных превращениях воды (при 4°C, 18°C, 40°C и 60°C) в обычных условиях могут резко изменяться и формы нахождения в ней золота. При более высоких температурах (165°C, 273°C, 340°C, 374°C и др.), характерных для глубоких частей земной коры также происходят процессы преобразований по формам нахождения как самой воды, так и всех растворенных в ней элементов. Известно, что многие существующие аналитические методы могут устанавливать только определенные, вполне конкретные, формы нахождения определяемых элементов и компонентов.

Прежде чем перейти к проблемам рудообразования в геологии следует привести гениальные высказывания философов и ученых прошлых веков, многие из которых вполне применимы для их обсуждения при решении собственно геологических проблем [1-6]. Так, например, философ И. Кант отмечал, что «Мы пытаемся объяснить то, что мы не

понимаем из того, что мы понимаем еще меньше». Из учения о логике вытекает, что «Любой вывод, даже явно вздорный, всегда можно доказать любым количеством фактов, специально подобранных».

К геологии особенно применимо изречение Ф. Энгельса о том, что «Традиция является могучей силой не только в католической церкви, но и в естествознании». Великий ученый-геохимик В.И. Вернадский очень часто писал о существующих несовершенствах в геологии: «Мы нередко даем простое собрание фактов и наблюдений там, где мы можем дать целое»; «В геологии мы еще далеко не ушли от чуждых науке нашего времени идей прошлого - XVII-XIX столетий» и далее «Они явились и являются тормозом научного понимания окружающего».

Х. Шенбейн (1799-1868 гг.) писал, что «Мы должны иметь геохимию, прежде чем может идти речь о настоящей геологической науке». Как заметил великий физик и философ М. Планк, что можно отнести и к геологии – «Новые идеи в науке не побеждают, просто вымирает поколение, жившее старыми идеями». Величайший мыслитель древности (V-IV вв. до н.э.) Аристотель считал, что «Высшей истинностью обладает то, что является причиной стью следствий, в свою очередь истинных». Данное положение касается в первую очередь геологии, в которой выяснением причинности различных природных явлений почти не занимаются. Из многих сотен высказываний известных ученых и философов можно судить об истинной роли науки вообще и геологии в частности. Из этого вытекает несомненное положение о том, что синхронно существуют две различные науки в геологии - одна официальная, т.е. «демократически-общепризнанная», а другая – истинная, которая придерживается учета всей совокупности научно-обоснованных критериев и факторов при изложении научных выводов. Если математика, как самая точная наука оперирует с однозначными понятиями, то в геологии, особенно при решении проблем рудообразования, практически отсутствуют таковые однозначные понятия.

Обладая и располагая геохимическими свойствами, присущими всем химическим элементам и их стабильным и нестабильным изотопам, золото способно создавать свои концентрации как в обычных своих формах нахождения, в основном самородных, так и в других более сложных, в зависимости от геохимических особенностей тех природных систем, в которых оно оказалось.

В данной работе не рассматриваются сугубо научные проблемы, связанные с тончайшими особенностями проявления некоторых необычных форм нахождения золота в связи с вопросами генетической, теоретической и изотопной геохимии и минералогии, а также технологической минералогии и геохимии.

Из разнообразных природных систем важными по своей значимости являются следующие:

сидерофильная, халькофильная, литофильная, гидродофильная, биофильная, нейтральная, галогенофильная и атмофильная [1, 7].

Перейдем к краткому рассмотрению геохимических особенностей поведения золота в некоторых, наиболее значимых для него, природных системах.

Сидерофильная система, в которой главнейшими формами нахождения железа являются его кислородные соединения - магнетит (Fe_3O_4) и гематит (Fe_2O_3). К сожалению, месторождения железных руд различных генетических типов, от явно эндогенного до экзогенного образования, независимо от их масштабов, нередко составляющие многие миллиарды тонн на содержание в них золота, а тем более выявлению его форм нахождения, практически не изучаются. Однако, даже по некоторым случайным фактам можно судить о том, что и в железорудных месторождениях золото нередко находится в повышенных содержаниях, измеряемых до граммов на тонну руды. Имеются даже факты приуроченности выделений самородного золота к центральным частям крупных идеально ограненных октаэдрических кристаллов магнетита (Горная Шория). Тяготение золота к железу и его минералам устанавливается и в его рассеянном состоянии, когда оно, находясь в гранитоидных породах, в которых при минимально возможных его содержаниях, составляющих всего около 2 мг/т, что почти вдвое ниже его среднего содержания в породах земной коры, оно полностью тяготеет к единственному темноцветному железосодержащему минералу - биотиту, которого в этих породах около 6 %. Только после процессов разложения биотита (хлоритизация и др.) золото может в дальнейшем участвовать во всех процессах рассеяния и концентрации. В этом отношении наиболее изученными оказались месторождения Кураминских гор, особенно медно-молибденовые месторождения Алмалыка. Так, например, при примерном усредненном содержании в рудообразующей системе, создавшей Кальмакыр, рудных минералов в количествах (в %): пирита - 4-5; халькопирита около 1 и молибденита - 0,004 количество магнетита составляет около 4-5 % [8-10]. Несомненно, что при подобном соотношении синхронно возникших рудных минералов золота, активно участвовавшее в рудообразовании, оказалось не только в пирите (до 5 г/т), халькопирите (25-30 г/т) и молибдените, но и в магнетите, тем более, что магнетит с пиритом оказались преобладающими рудными минералами, которых почти в 10 раз больше, чем халькопирита. Таким образом, в общем балансе в руде около 45-50 % золота оказалось в пирите и магнетите, которые практически не извлекаются и уходят в «хвосты».

В случаях образования собственно железорудных месторождений золото будет в большей степени концентрироваться в магнетитовых рудах в связи с наличием в них железа в 2-х и 3-х валентных состояний, что способствует золоту с его 1, 2 и 3-х

валентностью входит в структуру магнетита, тогда как гематит с его только 3-х валентной формой не благоприятен для вхождения в него золота.

Таким образом, ежегодно в мире только за счет безвозвратных потерь в связи с геохимической связью золота с железом, как при эксплуатации, собственно железорудных месторождений, так и в магнетитах других типов месторождений, теряется значительно более 1000 т золота. О степени проявления сидерофильности золота можно судить только в случаях синхронного образования таких пар минералов, как пирит-магнетит; пирротин-магнетит и др.

Халькофильная система, в которой активными анионами являются сера, селен, теллур и мышьяк, сурьма, висмут с которыми металлы (Cu, Pb, Zn и др.) образуют свои устойчивые минеральные формы нахождения. Месторождений подобного типа очень много и в каждом из них выявляются геохимические особенности распределения золота. Установлено, что почти каждая рудообразующая система по своим минерало-геохимическим особенностям уникальна и не имеет достойных аналогов. По этой причине рассмотрение халькофильности золота будет проведено на примерах конкретных месторождений Кураминских гор и Центральных Кызылкумов. Хотя золото имеет только единичные соединения с сурьмой ($AuSb_2$ - аурустибит) и висмутом (Au_2Bi - мальдонит), однако, при их отсутствии в рудном процессе, оно тяготеет вместе с серебром к теллуру, селену, мышьяку и сере образуя с ними минеральные соединения [3, 11-14].

В уникальном медно-молибденовом месторождении Кальмакыр золото, почти не образуя собственных минералов, полностью оказалось в качестве примесей различного типа в таких главных рудных минералах как пирит и халькопирит, соотношение которых в руде соответственно составляет 4-5 к 1, при средних содержаниях 4-5 г/т в пирите и 25-30 г/т в халькопирите. За время существования месторождения незначительная часть золота в этих минералах, за счет распада неустойчивых форм его нахождения, перешла в самородное состояние и находится в минералах в виде тончайшей самородной крапленности. Наиболее вероятными формами нахождения золота могут быть: в пирите в виде AuS_2 изоморфно входящего в структуру минерала, а в халькопирите в формах $FeAuS_2$ или $CuAuS_2$. В этих случаях золото изоструктурно входило в структуру минерала, в котором оно могло замещать как Fe, так и Cu. Хотя, в общем балансе золото примерно поровну распределено в этих двух минералах, однако, уже почти 35 лет как пирит практически полностью (около 80-85 %) не извлекается и уходит в отходы.

В Центральных Кызылкумах почти все известные золоторудные месторождения, кроме Мурунтау, в котором золото представлено в основном (на 85-95 %) в виде самородных выделений, состоят из золотосодержащих вулканогенно-осадочных пород,

в которых золото находится в виде примесей в двух синхронных минералах - пирите и арсенопирите. Эти рудные минералы представлены в виде очень мелких обособленных выделений идеально ограниченных кристаллов, в которых золото распределено не равномерно, а с учетом особенностей состава сульфидных минералов. Соотношение пирита к арсенопириту примерно такое-же, как в месторождении Кальмакыр, т.е. пирит преобладает над арсенопиритом в 4-5 раз, а содержание золота в них равно: в пиритах - в пределах 100 г/т, а в арсенопиритах - в среднем около 300-350 г/т (при колебаниях от 100 до 900 г/т). При подобном соотношении в общем балансе золота оно примерно поровну распределено в этих двух минералах.

В случае месторождения Кокпатас рудоносные осадочные образования представлены тонкополосчатыми породами, в которых на 1 см их мощности приходится до 10-20 тончайших прослоек с чередованием в них кристалликов пирита и игольчатыми выделениями арсенопирита. В аналогичном Кокпатасу месторождении Бакырчик (Казахстан) количество прослоек с чередованием пирита арсенопиритом достигает 50 на 1 см мощности.

Стратифицированный характер первичного накопления золота в биофильных системах привел к тому, что в моменты повышенных концентраций мышьяка золото вместе с биоорганическим веществом совместно осаждалось из водных бассейнов. Позже, в восстановительной среде в этих прослойках образовались пирит и арсенопирит, в которых и оказалось все осажденное золото. При уменьшении количества мышьяка возникали аналогичные прослойки, в которых мышьяк оказался в относительно незначительных количествах и поэтому при кристаллизации резко преобладающего пирита он вместе с золотом вошел в его структуру.

За время существования золотоносных пирит-арсенопиритовых пород за счет различных преобразований часть золота обособилась до самородных тончайших выделений как в самих его минералах-концентраторах - пирите и арсенопирите, так и представлено в виде секущих кварц-золотоносных жил и прожилков, которые пространственно тяготеют к своим первоисточникам. Возможные формы нахождения золота в этих породах-рудах следующие: 1) в пирите, как правило, содержащем в себе отдельные, обогащенные мышьяком зоны роста, золото частично находится как в форме AuS_2 вместо FeS_2 , так и в зонах с мышьяком в связи с более тесной связью с ним в формах $FeAuS$ или $AuAsS$. Эти сложные формы нахождения золота в месторождениях Центральных Кызылкумов, также как распределение золота в медно-молибденовом месторождении Кальмакыр в пирите и халькопирите, не позволяют извлекать все золото сравнительно простыми методами, а только с помощью биоактивного выщелачивания или металлургическим способом. В этих двух примерах золотосодержащих руд оно

тяготеет в своих халькофильных формах в высоких концентрациях либо к меди в халькопирите, либо к мышьяку в арсенопирите. В случаях отсутствия в рудообразующих системах халькофильного типа меди или мышьяка почти все золото, кроме его самородной формы, оказывается в пирите (месторождения Чадак, Кызыл-Алма и др.). В более сложных по составу руд месторождениях (Кочбулак, Кайрагач и др.) золото закономерно распределяется во многих его минералах с тяготением к блеклым рудам, особенно мышьяковистого и сурьмяного состава.

Литофильная геохимическая система характеризуется избытком в ней кислорода, как в связанных формах его нахождения, так и свободных, представленных в виде O_3 , O^{2-} , O_2 и др. Сами горные породы, особенно осадочного происхождения, почти независимо от их возраста постоянно содержат в себе воду в различных ее формах нахождения - от гидроксильной и свободной в минералах до капиллярной и др. Только при активном участии воды в породах происходят разнообразные процессы их преобразований, в которых участвует и золото. В связи с тем, что золото непосредственно с кислородом соединений не образует, оно переходит в свои гидроксильные формы, т.е. $Au(OH)$ или $Au(OH)_3$, что зависит от окислительно-восстановительного потенциала системы. Золото в форме $Au(OH)_3$ образуется и может существовать в относительно более щелочных условиях, чем $Au(OH)$. Сам процесс преобразования гидроксила (ОН) протекает вероятнее всего по следующей схеме: $2(OH) \rightarrow H_2O + O^{2-} + 2e$.

В результате возникает нейтральная молекула воды, а также ионизированная форма кислорода O^{2-} в качестве активного окислителя и два отрицательно-заряженных электрона (e^-). Таким образом, в результате этих процессов возникла природная система, в которой синхронно существуют две противоположности: резко окислительная и восстановительная. Поэтому, наличие во многих изученных рудных месторождениях синхронных пар минералов обладающих противоположными свойствами не случайно. Особенно характерна в этом отношении такая пара как пирит-магнетит, в которой золото оказывается одновременно как в пирите в своих халькофильных формах нахождения, так и в магнетите, но уже в связи с сидеро-литофильностью. Характерно, что все эти процессы протекают только на тех глубинах в земной коре, где глубинная гидроксильная вода в форме (ОН) способна перейти в обычную воду (H_2O). Именно эти условия являются наиболее благоприятными для возникновения в них окисно-сульфидных месторождений различного состава. Гидроксильная форма золота является промежуточной между его рассеянным состоянием в породах и образованием концентраций, особенно в разнообразных рудных месторождениях с обилием в них халькофильных минеральных форм нахо-

ждения таких металлов, как медь, цинк, свинец и другие, с которыми и ассоциирует золото. Особенно интересно в этом отношении нахождение промышленных концентраций золота в кварц-шеелит-золоторудной формации мира, в которой оно тяготеет к концентрациям вольфрама в форме шеелита ($CaWO_4$).

Биофильная геохимическая система является одной из древнейших на Земле и возникла почти 3 млрд. лет назад, т.е. в архее и протерозое. С момента появления даже самых простейших форм живого вещества, золото стало проявлять свои биофильные свойства. Не случайно, что и в современных методах извлечения золота из труднообогатимых руд все более широкое использование отводится методу бактериального выщелачивания, когда специализированные бактерии способны не только разлагать халькофильные минералы с освобождением из них связанного золота, но и реагировать с атомами золота переводя их с Au до Au^+ , при котором также высвобождается энергия, необходимая для жизнедеятельности бактерий.

Крупнейшие и уникальные по значимости промышленные концентрации золота возникли именно в древнейшие времена. К ним относится такое стратиформное месторождение как Витватерсранд (ЮАР) с его 16 рифами (горизонтами) мощностью от 0,5 до 1,5 м, в которых золото концентрировалось с участием биоорганического вещества. За счет длительного времени существования всей рудообразующей системы, представленной бессточной впадиной с размерами 400 на 200 км, часть золота в ней перешла из биоорганических форм в самородное состояние с размерами выделений в среднем около 0,0X мм. Несомненно, что при эксплуатации подобных руд, из которых в некоторые годы извлекали до 1000 тонн золота, более значительная часть, тесно связанная с органическим веществом, не извлекалась и уходила в «хвосты». Общие запасы золота только в этом уникальном месторождении составляют значительно более 100 000 тонн. До настоящего времени месторождений подобных Витватерсранду пока не найдено, хотя известны многочисленные, в основном мелкие и средние по запасам, месторождения золота, связанного в концентрациях с органическим веществом. Характерно, что подобные локальные концентрации возникали и возникают до настоящего времени только при оптимальных климатических условиях и при наличии растительности, а главное - привноса в водные бассейны из окружающих пород и месторождений достаточного количества золота, необходимого для образования его концентраций. Месторождения подобного типа относятся к «черносланцевой» формации [6, 15-19]. К рудам данной формации относятся почти все известные золоторудные месторождения Центральных Кызылкумов, которые пространственно приурочены к одной свите пород - бесапанской («пестрый» бесапан), возраст которой

относится к O-S. Исключением является месторождение Кокпатас находящееся в породах карбонового возраста.

Крупнейшим месторождением этого типа в регионе является Мурунтау, которое в настоящее время представлено в основном тонковкрапленным самородным золотом, а также частично золотосодержащим пиритом. Характерно, что в этих древних породах первичное органическое вещество практически не сохранилось, хотя в период накопления осадков органическое вещество активно участвовало в процессах накопления золота. Со временем, почти вся органика пород претерпевает окисление, за счет чего и произошло восстановление серы до сульфидного состояния и образование таких рудных минералов-концентраторов или носителей золота как пирит и арсенопирит. Подобных стратифицированных пластовых месторождений в мире много. Наиболее характерными из них являются: Карлин в США, Сухой Лог в РФ, Бақырчик в Казахстане, Кумтор в Киргизии и др. В более молодых по возрасту породах концентрация золота и большого комплекса рудообразующих и редких элементов органическое вещество сохранилось почти полностью и представлено каменными и бурными углями юрского возраста (Ангрен и др.), а также медистыми и горючими сланцами третичного возраста. Общие масштабы этих органогенных пород измеряются многими миллиардами тонн, в которых помимо многих редких ценнейших и рассеянных элементов находятся почти все благородные металлы, в том числе и золото. К сожалению, до настоящего времени не разработаны простейшие технологические методы наиболее полного и комплексного использования золота и других не менее ценных элементов и их изотопов из подобных природных образований, обогащенных биоорганическим веществом [20].

Нейтральная геохимическая система обладает своими особенностями в связи с тем, что в ней отсутствуют активные формы нахождения анионоосадителей (S, Se, Te и др.), а также биоорганических веществ. По этой причине благородные металлы могут находиться в ней в самородном состоянии. Для золота в этой форме нахождения существуют месторождения или локальные концентрации как эндогенного, так и экзогенного происхождения. Нейтральное свойство золота является одним из важнейших, особенно в условиях приповерхностных частей земной коры с избытком свободного кислорода. В самородном состоянии золото, как правило, находится совместно с серебром, по содержанию которого определяется его пробыность. Хотя количество серебра в золоте может колебаться в очень широких пределах (от 5-10 до 95 %), однако в изученных собственно золоторудных и комплексных золотосодержащих месторождениях чаще всего золото имеет следующий состав по пробыности: от 280 до 400 = AuAg₃; от 640 до 680 = AuAg; 760-780

= Au₂Ag; 800-900 = Au₄Ag. Кроме этих распространенных по их составу золото иногда имеет состав: Au₃₂Ag с 98,3 % Au; Au₈Ag с 93,6 % Au; вплоть до AuAg₃₂ с 5,4 % Au. В некоторых более детально изученных рудах установлены следующие усредненные пробыности золота: Кызылалмасай около 580; Самарчук - 740; Катранги - 850; Чумаук и Каульды по 810. Для Мурунтау она составляет от 900 до 950, т.е. золота в минерале почти в 10 раз больше, чем серебра, хотя в земной коре в среднем серебра в 18 раз больше золота. В отношении свойств золота и серебра следует отметить, что они хотя и относятся к благородным элементам, однако по многим геохимическим свойствам резко различаются, что и приводит к тому, что серебро может создавать без золота свои почти обособленные уникальные концентрации, особенно при их образовании в морских бассейнах, а в золоте, почти во всех случаях его концентраций присутствует серебро. В каждом из рудных минералов устанавливаются определенные соотношения золота к серебру, т.е. пробыность. Так, например, в халькопирите, кварце и пирите она составляет около 650, а в виттихините - 850. Само золото, в зависимости от многих факторов, может обладать разнообразными свойствами. Так, например, экспериментально установлено, что мельчайшие частицы золота, состоящие всего из нескольких тысяч атомов, ведут себя подобно жидкостям, а не твердым телам.

Переходя к самородному золоту в его локальных концентрациях в Центральных Кызылкумах необходимо особо отметить, что месторождение Мурунтау в этом отношении является уникальным, т.к. только в нем почти все золото представлено в самородном состоянии при наивысшей пробыности (более 900). Почти во всех остальных месторождениях и рудопроявлениях золота в этом регионе оно оказалось в халькофильных своих формах нахождения, в основном в пирите и арсенопирите (Кокпатас, Даугызтау и др.). Одной из причин подобной обособленной концентрации золота в Мурунтау, в отличие от многих других соседних месторождений в регионе, может служить почти полное отсутствие на его площади, в процессе метаморфизма пород и обособления золота, таких элементов как мышьяк и сера, которые при наличии железа в восстановительных условиях могли создавать свои минеральные формы нахождения (пирит и арсенопирит), являющиеся, как правило, в этих условиях, минералами-концентраторами и носителями золота. Очевидно, что при образовании осадочно-вулканогенных пород беспанской свиты из морского бассейна площадь современного Мурунтау оказалась в некотором удалении от берегов, вблизи которых зонально осаждались сначала серебро в форме хлоридов, затем сера, мышьяк и железо с частью золота и, наконец, отлагались осадки, в которых золото оказалось обособленным от элементов, с которыми способно создавать свои концентрации. Несомнен-

но, что в этих процессах биоорганическое вещество также участвовало как в обособлении отдельных элементов, особенно золота, так и в их совместных находениях в различных формах.

В связи с генетическими особенностями образования концентраций золота в породах Мурунтау, а также с учетом его относительно огромных масштабов, при сравнительно низких содержаниях золота в кондиционных участках, следует отметить, что только в этом объекте при его отработке открытым способом было обнаружено более 40 различных по размерам кварцево-золоторудных линзообразных обособлений, в которых золото было представлено более крупными своими выделениями, чем в самих первичных рудах. Образование кварцево-золоторудных тел в пределах потенциально обогащенных золотом вмещающих пород является вполне естественным процессом, т.к. очевидно, что за время существования золотосодержащих пород черносланцевой формации они неоднократно претерпевали различные изменения (сейсмические процессы, тектоника, метаморфизм и многие другие), которые способствовали разрушению его сплошности с образованием трещин, которые позже оказались заполненными веществом вмещающих пород. Известно, что свободный кремнезем, особенно его метакolloидные формы, с которыми почти постоянно ассоциирует золото, сравнительно легко растворяется из пород и мигрирует в щелочных условиях вместе с золотом, находящимся в этих породах. В результате золотосодержащие кварцевые тела возникают только в тех местах, которые были обогащены золотом в своих сравнительно легко растворимых формах. В иных случаях в кварцевых обособлениях золото находится в минимально-возможных количествах. Естественно, что в подобных случаях не следует искать иных источников образования концентраций золота в связи с кварцем, особенно глубинных, вплоть до мантийных, источников. Источниками подобных образований являются, как правило, либо сами вмещающие их потенциально обогащенные золотом породы, либо подстилающие золотосодержащие породы. При подобных преобразованиях золотосодержащих пород несомненно, что пробность первичного золота в породах, при его перемещении в растворенном виде и перетолжении в кварцево-жильные тела, будет изменяться в зависимости от химизма самих процессов. Обычно она должна повышаться, т.к. серебро при этом частично обособляется.

Гидрофильная геохимическая система участвует в различной степени во всех предыдущих системах, при процессах перемещения и образования в них концентраций золота. Это обусловлено тем, что во всех процессах, протекающих в земной коре активное участие воды обязательно. Безводные процессы преобразования пород и минералов в них сводятся в основном к перекристаллизации на месте

их находения, т.е. без перемещения. Сама вода, в зависимости от ее состава, температуры и многих других факторов является практически единственным и универсальным растворителем всего материального вещества на Земле. Обычная вода производит все изменения в породах до больших глубин в земной коре, нередко до 10 и более км. Это связано с тем, что при каждом полиморфном превращении воды, а они происходят при различных температурах (от 4, 18, 40, 60 и вплоть до 374°C), коренным образом изменяются многие свойства воды. Это касается особенно критических для воды температур. Так, при 273°C вода переходит в газообразное состояние с изменением всех ее свойств.

Растворимость золота в воде также зависит от многих причин - от размерности его самородных выделений в породах до устойчивости его соединений с халькофильными элементами. В любом случае золото, как и все остальные химические элементы, но в разной степени, подвергается процессам перемещений через растворимость в воде. Так, например, река Амур каждый год выносит в океан не менее 10 тонн золота в растворенной и других формах находения. Естественно, что это золото оказалось в реке не только за счет выноса из золоторудных месторождений, находящихся в бассейне рек (Бухтянка и др.), но и за счет выщелачивания золота из всех пород бассейна.

Золотосодержащие водные ореолы служат индикаторами нахождения концентраций золота. В породах земной коры до больших глубин с помощью воды постоянно происходят процессы миграции многих рудообразующих и редких элементов, что приводит как к их рассеянию, так и к образованию возможных концентраций. Особенно интенсивно эти процессы протекают в огромных массах отходов в пределах как бывших, так и ныне действующих горно-металлургических комбинатов (АГМК и НГМК), в которых в раздробленном состоянии оказались миллиарды тонн как «пустых» пород, так и сравнительно бедных, забалансовых по содержанию золота и других не менее ценных элементов и компонентов. Все формы атмосферных осадков, а также нередко и поверхностные воды протекают через эти породы, вынося из них не только полезные компоненты, но и все вредные (радиоактивные, а также мышьяк, ртуть и др.).

В связи с этим, проблема существования многих отходов должна привлекать все большее внимание не только природоохранных и экологических организаций, но и самих горно-рудных предприятий, так как со временем они могут стать причиной различных нежелательных последствий. Это касается в первую очередь отходов с радиоактивными элементами, в которых спонтанно происходят процессы их активных изменений. Даже отходы Ангреноского каолино-буроугольного производства, составляющие по масштабам сотни миллионов тонн различных по составу пород, также весьма опасны по

комплексу находящихся в них вредных компонентов, особенно радиоактивного характера. Опасность этих отходов заключается в том, что почти все находящиеся в них самые вредные компоненты представлены в сравнительно легко растворимых своих формах нахождения. Не меньшую опасность представляют хвостохранилища во всех районах, где они возникли и существуют (Ангрен, Алмалык, Кызылкумы и др.), что нередко зависит только от природных катаклизмов, не всегда управляемых человеком. Плотины некоторых хвостохранилищ могут не выдержать огромного напора все большего количества поступающих отходов. В некоторых случаях единственным выходом из создавшегося положения могут служить наиболее экономичные безотходные технологии, а также методы подземного выщелачивания наиболее ценных рудообразующих и редких элементов, что в последние годы стало использоваться на некоторых отработанных рудниках Урала.

Таким образом, из краткого рассмотрения проблемы роли гидросферы во всех процессах протекающих на Земле следует, что эта роль, несомненно, одна из важнейших, особенно при отработке полезных ископаемых, как рудного, так и нерудного состава. С обязательным участием воды происходят не только все естественные процессы, протекающие в земной коре, но и антропогенные, т.е. с участием человека. При этом, нередко нарушается существующее динамическое равновесие между относительно полезными и вредными процессами, очень часто в пользу последних, что резко отражается на экологической обстановке на значительных площадях регионов. Следует особо отметить, что только за счет складирования различных отходов многих промышленных предприятий, особенно горнорудного производства, безвозвратно теряются огромные по масштабам площади бывших сельскохозяйственных угодий (пастбища и др.). В связи с этим, при планировании различных работ, особенно связанных с отходами производств, следует рассчитывать экономические выгоды не на ближайшие несколько лет, а на более отдаленные сроки, т.к. от отходов их вредность должна возрастать с годами, тем более, что теряются для лучшего их использования большие площади, часто орошаемых земель. Некоторые отходы могут использоваться для получения из них стройматериалов различного типа. Для хвостохранилищ необходимы новейшие технологии с доизвлечением оставшихся в них ценных компонентов и использованием остатков для различных целей.

Атмосферная природная система в геохимии золота также имеет определенное значение, т.к. золото среди многих металлов является одним из наиболее летучих элементов. Об этом официально было известно еще металлургам XVII века. Летучесть золота зависит от многих причин, из которых важнейшими следует считать: 1) высокие темпера-

туры нагрева (более 700-800°C); 2) форма нахождения самородного золота в зависимости от размеров его выделений и содержания в нем серебра, т.е. пробыности; 3) нахождение золота в виде халькофильных минеральных соединений с Te, Se, S, Bi, Sb и другими элементами; 4) наличие в связи с золотом ртути, т.е. амальгам и др. С древнейших времен известно, что после получения концентрата тяжелой фракции россыпного золота его амальгамировали, после чего нагревали для освобождения от ртути. В процессе нагрева вместе с ртутью в газовую фазу переходила и часть золота. По этой причине перегрев не допускался, т.к. при этом исчезало и золото.

Атмосферные процессы в Кызылкумском и Чирчик-Ангренском регионах, несомненно, отражаются на поведении различных форм нахождения золота. Это касается главным образом процессов преобразования золота от его первичных форм в недрах до изменений в процессе добычи и переработки руд. Кроме обычных форм изменения тонкодисперсного золота оно подвергается активному воздействию (особенно в отвалах) различных солей привнесенных ветрами с бассейна Аральского моря, где на огромных площадях бывшего дна остались соленосные осадки, которые легко подвергаются выветриванию и оказываются в воздушных потоках, а позже отлагаются на больших площадях, вплоть до района отработки месторождения Мурунтау. Роль и влияние атмосферы на поведение золота, особенно очень мелких размеров (около 0,0X мм), пока очень слабо изучены. Следует полагать, что эта роль, несомненно, значимая, т.к. атмосферный фактор постоянно участвует почти во всех процессах эксплуатации как золоторудных, так и многих других типов месторождений.

В заключение отметим, что даже из сравнительно краткого рассмотрения лишь некоторых особенностей поведения золота в разнообразных природных условиях вытекает, что оно обладает и способно активно проявлять многие геохимические свойства, присущие всему материальному миру. Естественно, что само проявление золотом какого-либо геохимического свойства зависит в большей степени от тех природных условий, в которых оно оказалось. Это положение обусловлено тем, что почти любой химический элемент обладает разнообразными геохимическими свойствами, но в разной степени.

Характерно, что золото в этом отношении оказалось наименее изученным, хотя практически используется человеком уже многие тысячелетия. Это вытекает из той истины, что «В спешной погоне за золотом, человек не терял времени и средств на его изучение». У золота имеется и много других свойств, обладая которыми оно способно изменяться до таких своих форм нахождения, которые трудно выявить, а тем более использовать. Из семи рассмотренных природных систем наиболее значимой

для золота, с целью его извлечения, оказалась только нейтральная, т.е. самородная и в меньшей степени халькофильная и биофильная. Несомненно, что по мере уменьшения месторождений самородного золота за счет их интенсивной эксплуатации придется его извлекать из более технологически сложных форм его нахождения, из которых наиболее значимыми по масштабам являются халькофильная, а затем биофильная. В настоящее время золото в пирите (до 5-10 г/т) даже не учитывается и поэтому почти полностью уходит в «хвосты», хотя по общим запасам в нем находится не менее 50 % (Алмалык). Это обусловлено тем, что то золото, которое по разным причинам пока не извлекается и даже не входит в общий баланс по рудам и поэтому при различных расчетах по этой проблеме учитывается только его извлекаемая часть. При данной постановке вопроса, как правило, безвозвратно теряется золота больше, чем извлекается. Изменение такого положения дел возможно только при одном условии, когда при расчетах экономичности обработки руд и извлечения из них золота будет учитываться не «сегодняшняя» выгода, а перспективы на более отдаленные сроки. Следует при этом учитывать, что естественные запасы золота не бесконечны, а резко уменьшаются в недрах с каждым годом, т.к. они не возобновляемы. К сожалению, ради сиюминутной выгоды теряются огромные количества более трудноизвлекаемого золота.

Золото относится к тем элементам, потребность в которых с каждым годом увеличивается в большей степени, чем возможности его получения из недр. Страны, в которых отсутствуют значимые его концентрации в недрах, извлекают его из многих других источников, для чего разрабатываются специальные технологии.

Таким образом, проблема разнообразия геохимических свойств золота с возможностями их максимального извлечения и использования является не столько теоретической или научной, сколько должна служить основой для будущего развития золотодобывающей и, особенно, перерабатывающей промышленности. В настоящее время золото практически полностью и безвозвратно теряется при эксплуатации более сложных и комплексных по составу руд как эндогенного, так и экзогенного происхождения (угли, фосфориты и др.). Значительная часть такого золота оказывается в газовой фазе (атмосфера) при сжигании углей или исчезает вместе с удобрением в почвах. При планировании эксплуатации почти любых типов природных концентраций сложного состава следует предусматривать возможности наиболее полного и комплексного извлечения всех находящихся в них ценнейших элементов и компонентов почти независимо от их содержаний. Все определяется при этом масштабами и значимостью возникших природных концентраций, т.е. месторождений.

Список литературы:

1. Бадалов С.Т. Геохимические особенности рудообразующих систем. Ташкент: Фан, 1991. с. 142.
2. Звягинцев О.Е. Геохимия золота. Изд. АН СССР, М.-Л., 1941, с. 114.
3. Крупные и уникальные месторождения редких и благородных металлов. //1-ый Междунар. Симпозиум, Тезисы докладов, Санкт-Петербурге, 1996. с. 177.
4. Лингрен В. Месторождения золота и платины./ «Цветметиздат», М.-Л., 1932, с. 190.
5. Некрасов И.Я. Геохимия, минералогия и генезис золоторудных месторождений.//М.: Наука, 1991. с. 304.
6. Юдович Я.Э., Кетрис М.П. Геохимия черных сланцев.//Л.: Наука, 1988. с. 272.
7. Бадалов С.Т. Геохимические основы металлогенических исследований. // Сб. «Геохимические критерии прогнозной оценки оруденения», Новосибирск: Наука, 1990. с. 4-9.
8. Бадалов С.Т. О некоторых геохимических особенностях золота в эндогенных месторождениях Узбекистана. // «Вопросы геологии золота Узбекистана». Ташкент, 1975. с. 37-44.
9. Бадалов С.Т. Технологическая геохимия - основа комплексного использования минерального сырья. // Узб. геол. журнал, № 6, 1990. с. 42-46.
10. Бадалов С.Т., Поваренных А.С. О формах вхождения элементов-примесей в сульфиды. //Минерал, сб. Львов. Гос. Унив., вып. 1, № 21, 1967. с. 67-74.
11. Бадалов С.Т. К методике изучения редких и рассеянных элементов в рудных месторождениях. Сб. 2. Геология, М.: Госгеолтехиздат, 1962. с. 70-75.
12. Королева Н.Н., Маркова Э.А. Распределение золота в сульфидах некоторых золото-сульфидных месторождений Средней Азии. //Зап. Узб. Отд. ВМО, вып. 18, 1966. с. 128-132.
13. Малышев В.М., Румянцев Д.В. Золото.// «Металлургия», М., 1979, с. 288.
14. Нарсеев В.А. Очерк современной геохимии золота.// М., 2000, с. 32.
15. Котов Н.В., Зверев Ю.Н., Порицкая Л.Г. Золото-черносланцевое рудообразование (Ц. Кызылкумы). //С.-П.: Невский курьер, 1993. с. 116.
16. Петров В.Г. Крупнообъемное опробование при геохимических исследованиях на золото.//Новосибирск, Тр. ИГГ СО-АН СССР, вып. 578, 1982. с. 130.
17. Сургай В.Т. Регионально-геохимические условия золотоносности Тянь-Шаня.// Фрунзе.: Илим 1973. с. 76.
18. Шейн В.Н. Золото углеродистых формаций Восточной Киргизии и закономерности локализации его проявлений.//Тр. ЦНИГРИ, вып. 193, 1984. с. 19-24.
19. Коробейников А.Ф. Прогнозно-поисковые критерии золото-платиноидного оруденения в черносланцевых толщах офиолитовых поясов.// «Отчет. геол.», 1993, № 4. с. 19-25.
20. Прохоренко Г.А., Лузановский А.Г., Артемова Н.М. Металлоносные горючие сланцы Республики Узбекистан. Ташкент: Фан, 1999. с. 154

ВОЗМОЖНЫЕ ГЕОЛОГО-ГЕНЕТИЧЕСКИЕ ТИПЫ МЕСТОРОЖДЕНИЙ АЛМАЗОВ УЗБЕКИСТАНА (обзор)

Ахмедов Н.А., председатель Госкомгеологии РУз, канд. геол.-минер. наук; **Бородин Ю.В.**, ведущий геолог ОАО «Регионалгеология», канд. геол.-минер. наук; **Хамидуллаев Н.Ф.**, начальник отдела лицензирования Госкомгеологии РУз

В последние 25-30 лет на территории Узбекистана обнаружено около 40 алмазоносных трубок взрыва и дайковых тел базальтоидного состава, выявлены шлиховые ореолы минералов-спутников алмаза в нескольких речных системах Южного, Центрального и Восточного Узбекистана, установлено широкое развитие потенциально алмазоносных верхнепалеозойских базальтоидных интрузий и даек во всех горных сооружениях Республики. Определено около 20 перспективных площадей (в ранге рудных полей) для постановки поисковых работ на алмазы. Проблема промышленной алмазности Узбекистана получила положительный прогноз [1-46]. В ближайшем будущем ожидается широкий разворот алмазопроисковых работ во всех горных регионах Республики. Какие же геолого-генетические типы месторождений алмазов, их параметры и какое их качество можно ожидать на территории Узбекистана?

Судя по публикациям (1, 5, 6, 7, 9, 10, 23, 24, 32, 33, 41-43, 46) и фоновым материалам большинство алмазоносных проявлений Узбекистана относится к **лампроитам**, т.е. к ультракалиевым базальтоидным породам ($K_2O=2-6\%$), содержащим высокие концентрации MgO (6-24%), TiO_2 (2-5%) и P_2O_5 (1,5-4,0%). По В.А. Милашеву (1988) лампроиты практически не отличаются от кимберлитов ни формой тел, ни внутренним строением, ни количеством алмазов. Кимберлиты и лампроиты являются верхнемантийными расплавами и обусловлены плюмами. Впрыскиваемые из верхней мантии в кору, кимберлитовые и лампроитовые расплавы образуют множественные интрузии, большинство из которых, по видимому, не достигает поверхности. А те, что достигают, вероятно, используют существующие разломы и ослабленные зоны. Это хорошо показал Хаггерти С.Н. (1992) на примере алмазоносного магматического комплекса Западной Африки. В то

Таблица

Геолого-генетические типы коренных месторождений алмазов

Генетический тип алмаза	Тип первоисточника	Форма залегания	Порода	Характеристика алмазов	Индикаторные минералы
Мантийный	Кимберлитовый	Диатремы, редко дайки	Осадочно-вулканогенные, туфы, ксенотуфобрекчии, эруптивные брекчии, массивные порфиоровые кимберлиты	Октаэдры, додекаэдры, двойники, сростки, редко кубы	Пироп, пикроильменит, хромшпинелид, хромдиопсид, циркон, апатит, титанклиногумит
	Лампроитовый	Диатремы, редко дайки	То же, лампроиты	Октаэдры, додекаэдры, двойники, сростки, редко кубы	Пироп, пикроильменит, хромшпинелид, хромдиопсид.
Коровый	Ударно-метаморфогенный	Метеоритные кратеры (астроблемы)	Импактиты	Пластинчатые, гексагональные таблички, агрегаты	Графит
	Динамо-метаморфогенный	Зоны линейные, неправильной формы, линзовидные, сложных очертаний	Гнейсы, эклогитоподобные, метасоматиты	Кубы, кубооктаэдры, скелетные формы, сростки	Пироп-альмандин, высокобарический клинопироксин

Мировая практика и представления ведущих «алмазников» России позволяют выделить в мире четыре геолого-генетических типа коренных месторождений алмазов (Д.И. Харьков, 1992) (табл.).

же время в Китае видимая связь алмазоносных полей с какими-либо глубинными разломами – отсутствует (Федорчук В.П., 1993). В Западной Австралии установлена приуроченность кимберлитов к

центральных частям жестких кристаллических структур, а лампроитов – к обрамляющим их складчатые зоны (Джейкс А., 1989). В Узбекистане все трубки выявлены в складчатых областях. А.А. Маракушев (1995) предполагает более глубинное залегание очагов лампроитового магматизма по сравнению с кимберлитовым. А.Д. Харьков (1991) считает, что алмазность тел щелочных базальтоидов определяется, прежде всего, глубиной заложения магматических очагов в верхней мантии, а состав породы зависит от состава субстрата, подвергнутого плавлению. Исходя из этой концепции, алмазными могут быть породы разного состава, корни магматических очагов которых достигали слоя стабильного существования алмаза в верхней мантии.

В.Ф. Кривонос (1991) установил прямо пропорциональную зависимость степени алмазности пород от характера их ультраосновности, выражающуюся в их повышенной магнезиальности и пониженной кислотности ($MgO / \Sigma FeO > 2$; $SiO / MgO < 4$). Главным признаком, характеризующим алмазность тех или иных пород, является комплекс минералов-спутников алмазов и мантийных ксенолитов, которые одновременно служат индикаторами термодинамических и формационно-магматических обстановок. Среди спутников алмазов выделяются: пироп, оливин, хромшпинелиды, хромдиопсид, хромпикотит, хромит, пикроильменит, муассанит, графит, корунд, самородные железо и кремний, платина, магнитные шарики и др. Общее содержание минералов-спутников низкое (0,1-1,0 % тяж. фракции). Чаще других встречаются различные хромшпинелиды, реже хромдиопсид, оливин и еще реже пикроильменит. Важно наличие не только отдельных минералов-спутников, но и их ассоциации. Мантийные ксенолиты встречаются редко и обычно сильно изменены вторичными процессами. Размер их 0,5-2,5 см, редко до 30-50 см в поперечнике. Это в основном дуниты, лерцолиты, гарцбургиты, эклогиты.

В ряду магматических формаций регионов лампроиты часто являются конечными членами магматических проявлений рифтогенного режима, но могут проявляться и автономно. От неалмазных щелочных базальтоидов лампроиты отличаются специфической ассоциацией высокохромовых, високотитановых и калиевых аксессуариев (Орлова М.П., 1987).

Размеры (поперечник) лампроитовых трубок **взрыва** в плане варьируют от нескольких метров до нескольких сотен метров, в единичных случаях – более 1 км. Наиболее крупная в мире кимберлитовая трубка Камафука-Камазамбо (Ангола) достигает 192 га (3100 м × 1000 м), трубка Мвадуи (южнее оз. Виктория в Вост. Африке) имеет размер 1525 × 1068 м (Илупин И.П., 1990), а лампроитовая трубка Аргайл (Австралия) – 1600 × 600 м (Джейкс А., 1989). Трубки взрыва бывают цилиндрические и

разной конусности, изометричные и разной удлиненности, эллипсоидальные. По размерам площади среди них выделяются: уникальные – более 250 тыс. м² (> 25 га); крупные – от 10 до 25 га; средние – от 1 до 10 га; мелкие – менее 1 га. В некоторых кимберлитовых и лампроитовых полях мира известны единичные трубки крупных и средних размеров, несколько мелких и множество (35-70 %) очень мелких трубок. Трубки Карашохо в Букантау и Кошмансай в Приташкентье (Узбекистан) попадают в разряд мелких (7 и 3 га). По-видимому, мы вправе ожидать в прилегающих к ним районам выявления не просто новых трубок, а трубок среднего и крупного масштаба. В Кошмансай-Чимганской цепочке уже известно несколько потенциально алмазных трубок крупного размера. По содержанию алмазов трубки бывают: уникальной алмазности – более 5 карат/т; высокоалмазные – 2-5 карат/т; средней алмазности – 1-2 карат/т; низкой алмазности – менее 1 карат/т. По запасам: уникальные – более 500 млн карат; крупные – 150-500 млн карат; средние – 50-150 млн. карат; мелкие – менее 50 млн карат; очень мелкие – менее 10 млн карат. Месторождением «мирового класса» считается месторождение, обеспечивающее годовую производительность в 3 млн карат, стоимость алмазов не ниже 75 долл/карат и срок работы не менее 10 лет.

По качеству ранжируются только россыпные месторождения (Ахмедов Н.А., Прохоренко Г.А., Лузановский А.Г., 2002). Коренные месторождения учитывают все классы крупности алмазов вне зависимости от их форм и запасов руды. Средний вес алмазов в лампроитовых трубках колеблется от сотых до десятых долей карата. В Австралии успешно разрабатывалось месторождение Аштон со средним содержанием 0,33 к/т, где большая часть алмазов мелкие (0,05-0,22 карата) (Прокопчук Б.И., 1986). По размерам выделяются микро- (0,01-0,5 мм) и макроалмазы (более 0,5 мм). Частота встречаемости алмазных кристаллов с ростом их размеров резко падает. Весовая доля макроалмазов зачастую весьма существенна и часто превышает 50-60 %. Алмазы крупного класса (более 2 мм) встречаются не во всех трубках. Там, где есть макроалмазы, определяется выход ювелирных сортов: низкий – < 15 % (Аргайл, Орапа); средний – 15-30 % (Премьер); высокий – 30-60 % (Эллендейл, Кимберли); весьма высокий – > 60 % (Мвадуи). На Западе обнаружение в процессе оценки трубок хотя бы одного алмаза весом в 1 карат (5-6 мм в поперечнике) является хорошим признаком для многократного увеличения темпов разведочных работ (Прокопчук Б.И., 1986). Замечено, что крупные алмазы значительно чаще встречаются в трубках с относительно пониженной алмазностью (менее 1 к/т). Зависимость валового содержания алмазов от размеров и морфологии трубок отсутствует, однако, ювелирные алмазы ча-

ще встречаются в трубках изометричных в плане и с выдержанным диаметром на глубине (Игнатов П.А., 2002).

В зависимости от степени эродированности трубчатые тела с глубиной переходят в дайки, на глубине от 200-300 м до 1000-1500 м. В среднем трубки лампроитов быстрее переходят в дайки, чем трубки кемберлитов. В алмазоносных дайках ювелирные алмазы встречаются чаще, чем в трубках. В мире эксплуатировались или эксплуатируются (например, в Гвинее и Канаде) более 50 месторождений алмазов дайкового типа с содержанием от 0,2 до 10 карат/т. В Китае к началу 1997 г. было известно более 400 кимберлитовых даек, но лишь в единичных установлены промышленные концентрации алмазов. В Канаде особый интерес представляют дайки биотитовых порфиоров или обогащенных биотитом основных пород. Дайковая система Леопард имеет длину 7,85 км; содержание алмазов – 0,7 к/т. В Узбекистане похожие дайки имеются в Приташкентском регионе, а дайки потенциально алмазоносных щелочных базальтоидов распространены очень широко: Кштутский дайковый пояс щелочных лампрофиров; Мальгузарский дайковый пояс щелочных базальтоидов; Джамансайский силлообразный дайковый пояс Султанувайса; многочисленные дайковые пояса базальтоидов в Приташкентском регионе и т.д.

На Анабарском щите (Якутия) одной из важных предпосылок алмазоносности являются узлы пересечения базальтоидных дайковых поясов. В Чаткало-Кураминском регионе Узбекистана отчетливо выделяются пояса базальтоидных даек северо-восточного простирания и пересекающие их пояса аналогичных по составу базальтоидных даек северо-западного простирания. Алмазоносность узлов пересечений пока не проверялась. Изучению алмазоносности базальтоидных даек необходимо уделить более пристальное внимание во всех горных регионах Республики, в соответствии с опытом, приобретенным в мировых алмазоносных провинциях (Зубарев Б.М., 1989).

Всего в мире известно более 5000 кимберлитовых и лампроитовых алмазоносных трубок и даек. Промышленно алмазоносны лишь 1,5-2,5 % из них. Из более чем 700 кимберлитовых тел Якутии только 1,5 % стали месторождениями алмазов (Игнатов П.А., 2002).

Размеры лампроитовых полей колеблются от 50 до 1000 кв. км и более. Поля обычно разделены расстояниями в десятки – сотни км, но иногда сменяют друг друга без перерыва. По размерам они делятся на мелкие – менее 250 км², средние – 250-500 км², крупные – 500-1000 км², очень крупные – более 1000 км². Диаметр полей может достигать 30-40 км. Например, лампроитовое поле Эллендейл в Австралии охватывает площадь 40 × 15 км = 600 км². Наиболее крупная трубка имеет размер 76 га. В

Узбекистане Кокпатасское лампроитовое поле может достигать 400 км², но оно пока совершенно не опосковано, а единственная известная здесь трубка Карашахо имеет размер 7 га. По форме поля бывают изометричные, овальные, овально-вытянутые, линейно-вытянутые. По степени алмазоносности поля делятся: на высокоалмазоносные, когда все трубки с алмазами; умеренно алмазоносные, когда алмазоносна только часть трубок; слабоалмазоносные, когда алмазы встречаются лишь в единичных трубках в количествах ниже промышленных (Владимиров Б.М., 1984). В каждом лампроитовом и кимберлитовом поле находится от нескольких до 50-100 трубчатых и дайковых тел, среди которых промышленно алмазоносными могут быть от 1-2 до 20-25 %. Плотность кимберлитовых и лампроитовых тел в зарубежных алмазоносных полях в среднем равняется 5 телам на 100 км² (Прокопчук Б.И., 1982). Внутри трубчатых полей трубки располагаются одиночно, гирляндами, цепочками или кустами. Тела в цепочках и кустах идут через десятки-сотни метров, реже через 1-3 км (например, Коксайский куст в Букантау). Количество тел в цепочке от 2 до 5-7. Расстояние между кустами и цепочками достигают сотен метров – первых километров (Костровицкий С.Н., 1984). Лампроитоконтролирующие зоны обычно приурочены к разломной тектонике, иногда имеют глубинный характер. Кошмансай-Чимганская цепочка (длинной до 25 км) включает более 10 трубчатых тел. Она четко приурочена к зоне сочленения вулканитов Кураминской подзоны с карбонатными отложениями Чаткальской подзоны, т.е. к наиболее проницаемому участку коры, который можно назвать сквозьлитосферной проницаемой зоной (вслед за Чашиным В.В., 1997).

На прогнозных картах масштаба 1:200000 и мельче лампроитовые и кимберлитовые поля выделяются, большей частью субъективно, по областям развития мафит- и ультрамафитовых пород, шлихоминералогическим ореолам, слабоконтрастным металлометрическим ореолам Cr, Co, Ni, Ti, Cu, Pb, As и др. элементов, аномалиям гравитационным и электропроводимости, множеству локальных положительных магнитных аномалий трубчатого типа, кольцевым структурам при дешифрировании аэрокосмических снимков..

Для любого региона очень важно знать **возраст алмазосодержащих пород**. Трубка Карашахо в Букантау по С.Я. Лапидусу и В.С. Карсакову (1996) имеет триасовый возраст; по Головки А.В. – условно пермский. Далимов Т.Н. (1997) допускает в пределах Тянь-Шаня проявления двух этапов щелочных и субщелочных базальтоидов P2-T1 (или T) и K-Pg. Мушкин И.В. (1979) считает основную массу потенциально алмазоносных щелочных базальтоидов Узбекистана раннемезозойской, а Хамрабаев И.Х. (2000) верхнепалеозойской. Ультрамафиты Султануиздага некоторые исследователи относят к

докембрию. Орлова М.П. (1995) для территории России допускает четыре периода формирования лампроитов: конец раннего протерозоя, рифей-венд, средний палеозой, мезозой. Возраст алмазоносных магматитов может существенно сказаться на прогностической оценке алмазоносности. Чем больше эпох алмазоносного магматизма проявилось в регионах, тем выше перспективы их алмазоносности. В Якутской алмазоносной провинции установлено разно-масштабное проявление семи эпох кимберлитового магматизма в период от верхнего ордовика до палеогена, а в пределах конкретных кимберлитовых полей нередко проявляются трубки двух, трех и даже четырех эпох. Т.е. большинство кимберлитовых полей Якутии являются полихронными (Брахфогель Ф.Ф., 1997).

В различных регионах Узбекистана проявились, по-видимому, один-два (возможно, двух-четырех фазных) интрузивных комплекса алмазоносных базальтоидов. Установление их четкого возраста позволит резко снизить количество детально изучаемых разновозрастных базальтоидов и повысить детальность изучения конкретных потенциально-алмазоносных пород.

Помимо лампроитовых проявлений алмазов на территории Узбекистана есть предпосылки для поисков алмазов метаморфогенного и импактного типа.

Метаморфогенный тип месторождений алмаза открыт в середине 60-х гг. XX в. в Северном Казахстане. Алмазоносные породы, относящиеся к докембрическому эклогит-гнейсовому комплексу Кокчетавского кристаллического массива, приурочены к тектоническим зонам и представлены сложным комплексом различных метасоматитов, развившимся по гнейсам, кальцифирам и эклогитам. Кристаллизация микроалмазов в этих зонах произошла в результате химического синтеза в условиях относительно низких температур и давлений из газовой фазы углеродсодержащего флюида. Размеры зерен алмаза редко превышают первые десятые доли миллиметра и они могут быть использованы только для технических целей. Алмазы включены в зерна граната, биотита, амфибола, кварца, циркона, вторичных минералов и их агрегатов. Содержания алмазов колеблются от десятков до сотни и более карат на тонну. Алмазоносные зоны вытягиваются на несколько км, имеют мощность в десятки – сотни метров и вертикальный размах в сотни метров. Запасы превышают 1000 млн карат (в десятки раз больше, чем в самых крупных лампроитовых или кимберлитовых трубках). Важнейшими индикаторными минералами являются пироп-альмандин и высокобарический клинопироксен.

В Узбекистане метаморфические породы развиты достаточно широко. Местонахождения докембрических гранат-амфиболовых гнейсов, гранат-содержащих габбро-амфиболитов, графитовых

гнейсов и гранулитов, гранулитовых гнейсов и т.п. пород, нередко отождествляемых с эклогитовыми и эклогитоподобными породами, представляют интерес для поиска алмазов (Юсупов Р.Г., 1992). Они известны в Султанувайсе, ЮЗ Гиссаре, Чаткальской подзоне, Беляуты-Карабашской площади Курамы, Северном Нуратау и других регионах Узбекистана.

Импактный (взрывной) тип месторождений алмазов связан с породами, сформировавшимися в результате удара космических тел о поверхность Земли (Попигайская кольцевая структура на Таймыре). Кольцевые импактные структуры достигают размеров от первых км до сотни км. Образование алмазов в них связано с твердофазным переходом графита в алмаз при шоковых давлениях, возникающих в процессе удара. Алмазы в них обычно мелкие (менее 0,3 мм), технических сортов. Изометричные алмазоносные тела протягиваются на многие десятки или даже сотни метров на глубину. Содержания алмазов колеблются от 10 до 50 карат/т. Запасы достигают многих сотен миллионов карат (Ваганов В.И., 1998). Важнейшим индикаторным минералом является графит. В Узбекистане известна астроблема Куруккуль, находящаяся в южной части Устюрта. По представлениям ряда геологов (Глух А.К., Диваев Ф.К. и др.) она заслуживает обследования на алмазоносность.

Из описанных выше типов месторождений алмазов наиболее предпочтительными для горнодобывающей промышленности являются кимберлитовый и лампроитовый. Метаморфогенный и импактный типы, характеризующиеся только мелкими алмазами (0,01-0,3 мм), пригодными для технических целей, пока нигде в мире не разрабатываются из-за достаточно сложной технологии извлечения алмазов. Поэтому, на площадях распространения эклогитов, высокотемпературных гнейсов и других глубокометаморфизованных пород специализированные дорогостоящие работы с использованием методики по выделению мелких алмазов (18) следует проводить лишь при возникновении потребности промышленности в этом сырье.

Методика поисковых работ на алмазы в целом хорошо отработана (3, 4, 8, 11, 12, 13, 17, 28, 37). В условиях Центральных Кызылкумов базальтоидные породы и лампроитовые трубки разрушаются быстрее, чем вмещающие их породы. Поэтому они обычно перекрыты наносами мощностью от 1 до 10 м. Лампроитоконтролирующие структуры следует искать в задернованных ложбинах между гребнями кварцито-сланцевых пород. Кроме того, необходимо более внимательно относиться к полям (или поясам) развития даек и субвулканических тел серпентинитов. Ведь серпентин – важнейший породообразующий минерал кимберлитов. Во-вторых, из мировой практики известно, что алмазоносные трубчатые тела отмечаются магнитометрическими аномалиями интенсивностью от 50 до 2500 гамм (Про-

копчук Б.И., 1982). Размер аномалий не менее 100 м в поперечнике. Контуров аномалий при неглубоком (до 20 м) залегании базальтоидных тел почти точно соответствуют их границам.

В районе Кокпатаса и трубки Карашахо известно более 40 локальных магнитных аномалий «трубчатого» типа, которые заслуживают буровой заверки. На остальных алмазоперспективных площадях Узбекистана серьезного анализа магнитометрических карт масштаба 1:50000 и крупнее с целью выделения «трубчатых аномалий» пока не проводилось. При выделении локальных магнитных аномалий надо помнить, что не все из них окажутся интересными. Например, при наземной заверке 230 локальных магнитных аномалий в Архангельской области России выявлено лишь 12 кимберлитовых тел с повышенной алмазоносностью. В-третьих, методика опробования малообъемными пробами (50-100 кг) оценочных канав и шурфов не представляется и от нее пришлось отказаться при оценке трубки Карашахо. Канавы необходимо опробовать валовыми пробами длиной до 10 м, шириной 0,7-1,0 м, толщиной 20-30 см и весом около 5 т. Оценочные шурфы сечением 2 × 2,4 м следует опробовать валовыми пробами длиной по 10 м и весом до 100 т каждая, отбирая в пробу всю выбираемую породу с 10-ти метрового интервала. В шурфах глубиной до 10 м вся выбираемая алмазоносная порода должна являться единой валовой пробой. «Способов определения алмазоносности любых потенциально алмазоносных пород, кроме опробования, пока нет, хотя попытки установления признаков алмазоносности делались неоднократно,» - Старицкий Ю.Г., 1996.

Из-за большого объема крупнотоннажных проб на каждом алмазодержащем объекте России, Африки, Австралии и Канады в процессе оценки и разведки строились специальные обогатительные фабрики или станции, которые способны были перерабатывать от 2 до 20 т породы в час. Например, на трубке Аргайл центральная промывочная станция перерабатывала по 90-100 тыс. т породы в год (Джейкс А., 1989). Технологическая схема переработки руды из архангельских трубок предусматривала производительность 5 т/час и суммарное извлечение алмазов 95 % (Еремин Н.П., 2002). В системе Госкомгеологии РУз имеется Ингичкинская обогатительная фабрика ГПП «Самаркандгеология», которая перерабатывает лишь несколько сотен тонн алмазоносных пород в год. Это совершенно не удовлетворяет потребности поисковых и оценочных работ. Поэтому требуется срочная реконструкция этой фабрики с целью многократного увеличения производительности алмазообогатительного комплекса. Именно отсутствие высокопроизводительной алмазообогатительной фабрики является основным тормозом в увеличении темпов алмазоперспективных работ в Республике.

Валютная и техническая ценность алмазов определяется их качеством и крупностью. Средняя стоимость мелких алмазов в 200-300 раз дороже золота, а «средних» ювелирных алмазов – в 5-10 тыс. раз (20). Необработанные алмазы ювелирного сорта обычно продаются партиями. Так по трубке Грибовской в Архангельской области средняя цена алмазов размеров более 1 мм определена в 72 долл/карат (44). Самую низкую среднюю стоимость (11 долл/карат) в 2001 г. имели алмазы трубки Аргайл в Австралии, а самую высокую (400 долл/карат) – алмазы трубки Бакен в ЮАР (45). Только алмазы весом более 10 карат оцениваются и продаются индивидуально. При этом каждому такому алмазу может быть назначена своя цена, соответствующая его категории качества, зависящей от веса, формы, цвета, интенсивности окраски, количества включений и трещиноватости. Иногда единственный алмаз стоимостью несколько тыс. долларов США составляет более половины суммарной стоимости всей партии (Ромбоутс Л., 1997). Поэтому сохранности кристаллов алмаза уделяется серьезное внимание, как на стадии вскрытия трубок (по возможности без БВР), так и при опробовании, дроблении и измельчении рудной массы на обогатительных комплексах (мельницы самоизмельчения разного диаметра, их резиновая футеровка, преобразователи частоты вращения, металлоуловители на головных конвейерах). С целью повышения контроля за извлечением алмазов и принятием мер по обеспечению высокого уровня показателя извлечения вводится система контроля с использованием радиоактивных алмазов-индикаторов (Мухамедьянов Н.С., 2000).

В условиях Узбекистана, к этапу широкомасштабных специализированных работ на алмазы мы только подходим. Поэтому выполненный обзор может помочь геологам Республики более полно представить, какие месторождения алмазов они могут встретить на конкретных перспективных площадях, их возможные или необходимые параметры, обратить внимание на геолого-структурные особенности нахождения алмазов, их возраст, геофизические и геохимические аномалии.

Учитывая значительную долю оптимизма в оценке потенциальной алмазоносности Узбекистана, мы считаем, что главным направлением дальнейших геологоразведочных работ на алмазы является проведение прогнозно-поисковых работ с целью выявления как можно большего количества локальных участков (кустов, гирлянд, цепочек) развития промышленно алмазоносных лампроитов в пределах уже определенных обширных прогнозно-перспективных площадей, а не концентрация всех выделяемых ассигнований на оценке единичных трубок (которые могут не оправдать наших надежд). Локальные алмазоносные площади (n-n0 от одного до десятков км²) могут оказаться привлека-

тельными для инвестиций, за счет которых станет возможным в будущем проведение и оценочных, и разведочных, и эксплуатационных работ [30]. Пока же в Узбекистане нет объектов (за исключением трубки Карашохо), подготовленных для проведения оценочных работ. Площадей для опережающих и комплексных поисковых работ более 20. На выявление в каждой из них объектов промышленной алмазности, оценку и разведку некоторых объектов, включая подсчет запасов, потребуется не менее 6 - 10 лет. Если мы начнем поиски на нескольких площадях уже в 2006 г., то реально можно будет рассчитывать на первые запасы алмазов не ранее 2012-2015 гг.

Список литературы:

1. Ахмедов Н.А. Перспективы алмазности Нура-тинского региона. // Основные проблемы геологии и развития минерально-сырьевой базы Республики Узбекистан. Ташкент, ИМР, 1997, с. 61-62.
2. Браухогель Ф.Ф., Зайцев А.И. и др. Возраст кимберлитовых магматитов – основа прогнозирования алмазности территорий. // Отечественная геология, 1997, № 2, с. 20-24.
3. Ваганов В.И. Минеральное сырье. Алмазы. Справочник. М., ЗАО «Геоинформмарк», 1998, с. 51
4. Владимиров Б.М., Дауев Ю.М. Месторождения алмазов СССР. Методика поисков и разведки. ЦНИГРИ, М., 1984.
5. Головкин А.В., Яковенко Н.Е. и др. Особенности состава и генезиса шонкинитов диатремы Карашохо. // Материалы междунар. симпози. 28-30.10.98 г. в г. Ташкенте., Ташкент, ИГиГ АН Уз ССР, 1999, с. 41-42.
6. Головкин А.В., Гадецкий А.Ю. Мелкие алмазы в щелочных базальтоидах и пикритах Юж. Тянь-Шаня (предв. сообщение). // Узб. геол. журн., 1991, № 2, с. 72-75.
7. Далимов Т.Н., Ишбоев Х.Д. и др. Мантйные ксенолиты в щелочных базальтоидах Кураминской зоны (Северная окраина Туркистанского палеокеана). // Узб. геол. журн., 1997, № 1, с. 50-56.
8. Джейкс А., Лунс Дж., Смит К. Кимберлиты и лампроиты Западной Австралии. М., Мир, 1989.
9. Диваев Ф.К. Первая находка меллититовых пород в Зап. Узбекистане. // Узб. геол. журн., 1997, № 6, с. 45-47.
10. Диваев Ф.К. Чагатайский комплекс карбонативов – новый тип магматических пород Узбекистана. // Узб. геол. журн., 1996, № 6, с. 32-40.
11. Еремин Н.И. Новое в освоении месторождений алмазов. // Геология рудных месторождений, 2002, том 44, № 5, с. 450-456.
12. Зубарев Б.М. Дайковый тип алмазных месторождений. М., Недра, 1989.
13. Игнатов П.А., Зезинья Домингуш Адау Жоау. Оценка перспектив коренных месторождений алмазов северо-востока Анголы по геолого-статистическим данным. // Геология и разведка, 2002, № 3, с. 79-85.
14. Илупин И.П., Ваганов В.И. и др. Кимберлиты: Справочник. М., 1990, с. 248.
15. Костровицкий С.И., Молчанов Ю.Д. и др. Линейная зональность и тектонический контроль кимберлитовых полей. // ДАН СССР, 1984, т. 277, № 5, с. 1200-1203.
16. Кривонос В.Ф. Петрохимический критерий алмазности разновозрастных кимберлитов и лампроитов. // Геология и геофизика, 1999, № 2, с. 187-200.
17. Лаврова Л.Д., Печникова В.А. Новая алмазная площадь в метаморфическом комплексе Коччетавского кристаллического массива (Сев. Казахстан). // Отечественная геология, 1996, № 5, с. 71.
18. Методические рекомендации по диагностике и выделению мелких алмазов. // Кирикилица С.Н., Кашкаров И.Ф. и др., Симферополь, 1981.
19. Маракушев А.А., Зотов И.А. и др. Специфика алмазности кимберлитовых и лампроитовых трубок. // Тез. докл. Регион. симп. «Благодород. мет. и алм. Севера Европ. части России...», Петрозаводск, 1995, с. 170-171.
20. Милашев В.А. Алмаз. Легенды и действительность. Ленинград: Недра, 1981.
21. Милашев В.В. Петрологическое соотношение алмазных лампроитов и кимберлитов. // Геология и геофизика, 1988, № 10, с. 36-44.
22. Мухамедьянов И.С., Петренко В.А. и др. Анализ мероприятий по повышению извлечения алмазов и сохранению их целостности. // Горный журнал, 2000, № 2, с. 59-62.
23. Мушкин И.В. Петрология верхней мантии Южного Тянь-Шаня. Ташкент, Фан, 1979.
24. Новгородова М.И. и др. Акцессорные минералы лампроитоподобных пород Ср. Азии. // Изв. АН СССР. Сер. Геол. 1987, № 4, с. 15-27.
25. Орлова М.П., Краснов В.И. и др. Лампроитовые комплексы на территории России. // Отечественная геология, 1995, № 4, с. 66-72.
26. Орлова М.П. Краткая характеристика формации лампроитов. // Разведка и охрана недр, 1987, № 12, с. 14-17.
27. Прокопчук Б.И., Ваганов В.И. От алмаза до бриллианта. М., Недра, 1986.
28. Прокопчук Б.И. Методы поисков алмазных месторождений за рубежом. М., ВИЭМС, 1982, с. 35.
29. Ромбоутс Л. Распределение по размерам и качеству для алмазов из кимберлитов и лампроитов. // Геология и геофизика, 1997, т. 38, № 2, с. 558-568.
30. Скопенко Н.Ф., Иванов А.И. и др. Перспективы алмазности зоны сочленения Балтийского щита и Русской плиты. // Разведка и охрана недр, 1988, № 7-8, с. 31-32.
31. Старицкий Ю.Г., Кочкин Г.Б., Яенова Е.О. Закономерности пространственного распределения главных видов полезных ископаемых в чехле Русской платформы. // Геология рудных месторождений, 1996, т. 38, № 1, с. 76-86.
32. Троянов М.Д., Бороздин В.Г. Кимберлитоподобный слюдяной пикрит Сев. Нурау. // Зап. ВМО, вып. 6, 1969 г.
33. Тулегенов Т.Ж., Зонов В.И. и др. Трубка взрыва Кокпатав. // Узб. геол. журн., 1995, № 3.
34. Федорчук В.П. Алмазы Китая (обобщенный реферат). // Геол., экон., методы прогноза, поисков, оценки и разведки м-ний тв.пол.ископаемых: Экспресс-информация/МГП «Геоинформмарк», 1993, Вып. 9, с. 17-24.
35. Хаггерти С.Н. Алмазность Западной Африки: структурное положение и продуктивность кимберлитов. // Геология и геофизика, 1992, № 10, с. 44-60.
36. Хамрабаев И.Х., Кустарникова А.А. и др. Позднепалеозойские субщелочные и щелочные вулканогенные породы Узбекистана. // Геология и минеральные ресурсы, 2000, № 4, с. 3-10.
37. Харьков А.Д. Индикаторные минералы алмазных лампроитов и их поиски шлихоминералогическим методом. // Руды и металлы, 1994, № 1, с. 90-97.
38. Харьков А.Д. Геолого-генетическая типизация коренных месторождений алмазов. // Советская геология, 1992, № 8, с. 22-29.
39. Харьков А.Д., Зуенко В.В. и др. Петрохимия кимберлитов. М., Недра, 1991.
40. Чащин В.В. Перспективы алмазности Кольского полуострова (Россия). // Геология рудных месторождений, 1997, том 39, № 6, с. 561-565.
41. Юсупов Р.Г., Муминов Ш.А. Алмазность орогенных областей, алмазы и их акцессорно-минеральные парагенезисы (Средний и Южный Тянь-Шань). // Узб. геол. журн., 1992, № 3-4, с. 34-41.
42. Ярославский Р.И. Теоретические предпосылки и признаки алмазности некоторых геологических формаций. // Особенности геологии и рудоносности Южного

Тянь-Шаня. Сборник научных трудов. САИГИМС, Ташкент, 1990, с. 90-101.

43. Ярославский Р.И. Вулканические трубки взрыва и металлогенические аспекты западного сектора Южного Тянь-Шаня. // Тез. докл. VII Всес. палеовулканолог. симпозиума. САИГИМС, Ташкент, 1986, с. 91-93.

44. Archangelsk Diamond reserves De Beers assessment of

Russian pipe Samples. // Skill. Mining Rev., 1998 – 87, № 19, с. 13.

45. Mining Journal № 8699, 23.08.2002 г.

46. Ахмедов Н.А., Прохоренко Г.А., Лузановский А.Г. Природные и техногенные россыпи Южного и Западного Узбекистана. Ташкент: 2002 г. с. 151.

УДК 551.49

© Исаматов Ю.П., Шакаров Б.Ш., Горнов В.А. 2005 г.

О ФОРМИРОВАНИИ ТЕХНОГЕННОГО РЕЖИМА ПОДЗЕМНЫХ ВОД ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАЛЬМАКЫР

Исаматов Ю.П., доцент кафедры «Горное дело и горная электромеханика» АГМФ НГГИ; Шакаров Б.Ш., гл. инженер рудоуправления «Кальмакыр» АГМК; Горнов В.А., гл. геолог рудоуправления «Кальмакыр» АГМК

Площадь месторождения Кальмакыр с востока и запада ограничивается р. Накпай и р. Алмалык, которые являются левыми притоками р. Ахангаран. Реки берут начало с приводораздельной части Кураминского хребта, текут с юго-востока на северо-запад, подчиняясь общему направлению понижения поверхности рельефа северного склона хребта.

В соответствии с геологическим строением и условиями циркуляции на площади месторождения Кальмакыр получили распространение подземные воды аллювиально-пролювиальных отложений четвертичного возраста долин Алмалыкская и Накпайская, а также воды трещиноватых карбонатных, интрузивных и изверженных пород верхнего палеозоя. Последние имеют практическую значимость в связи с дальнейшей эксплуатацией глубоких горизонтов карьера.

В 1984 г. русло Алмалыкская было перекрыто в верховьях плотиной и вода отведена в тоннель (длиной 600 м и сечением 6 м²), пройденной под хребтом и выходящей в долину Накпайсай. В 1994 г., в связи с расширением контуров карьера, русловые отложения Алмалыкская подрезаны вскрышными работами, а русловые отложения Накпайская в средне-нижнем течении (в контуре карьера и ниже) засыпаны отвалами. С целью отвода подруслового потока сооружены цокольные плотины в верхних течениях рек.

В результате многолетней (более 40 лет) разработки месторождения открытым способом образовалось выработанное пространство (карьер) в виде перевернутой усеченной пирамиды размерами по верху 3,5 на 1,1 км, по дну 0,9 на 0,2 км, глубиной более 265 м.

В процессе разработки месторождения происходит систематическое снижение естественного уровня подземных вод в виде депрессионной воронки. Это изменение естественного режима подземных вод будет продолжаться в течение всего периода

выемочных работ, т.е., формируется техногенный режим подземных вод в районе месторождения. До начала разработки глубина естественного залегания подземных вод в районе месторождения составляла 9,5-28 м. Гидрогеологические исследования свидетельствуют о том, что естественное движение подземных вод происходит от местных водоразделов к местному базису эрозии на север, северо-запад в соответствии с общим уклоном рельефа местности. Это подтверждается выклиниванием подземных вод, приуроченных к нижним уступам юго-восточного борта карьера [1].

В настоящее время время дно карьера располагается на 200 м ниже уреза воды рек. Карьером вскрыты как основные разломы Карабулакский, Кальмакырский, Центральный, Южный так и другие, сопровождаемые целой серией мелких нарушений.

Таким образом, основной фактор накопления подземных вод – горно-геологические условия при отработке месторождения. Следующий по важности фактор формирования водопритоков – речные воды. Их поступление в карьер происходит путем фильтрации через породы палеозоя. Фактические водопритоки помогают выявить основные закономерности взаимосвязи речных и трещинных вод.

При изучении трещиноватости пород палеозоя установлено затухание трещиноватости с глубиной.

Характер обводненности вскрытых карьером палеозойских пород однотипный по всем бортам и уступам. Это различной степени увлажнения бортов; рассредоточенные выходы подземных вод по маломощным (1-3 мм) трещинам у основания уступов, и слабоструйное истечение по более мощным (до 10 см) трещинам, которые часто образуются в результате буровзрывных работ. Иногда на горизонтах наблюдается скопление подземных вод за счет скрытого выклинивания.

Разгрузка грунтовых вод аллювиальных отложений р. Алмалык по северо-западному борту вы-

ражена более ярко. Она осуществляется непрерывно по всему участку вскрытия.

Повышенной обводненностью характеризуются западный и восточный борта карьера. Она обусловлена близостью рек и широтным простираем разломов, которые возможно выполняют роль проводников речных вод к карьере. Расходы сосредоточенных водопроявлений по отдельным трещинам редко превышают 0,01 л/сек., а суммарные расходы рассредоточенных выходов подземных вод могут достигать до 2-3 л/сек. Степень обводненности северного и южного бортов несколько ниже. По северному борту водопроявлений не отмечается, вплоть до дна карьера. Однако, водопиток возможен тогда, когда дно карьера достигнет абсолютной отметки 200 м и ниже. Здесь будет происходить перетекание подземных вод со стороны карьера Кургашикан.

Выявлено, что режим водопроявлений характеризуется сезонными изменениями: увеличением расходов весной (со второй половины марта до конца апреля) и сокращением в летний период.

При этом, коэффициент динамичности (сезонной изменчивости) составляет 2,8-5.

Общий расход выхода грунтовых вод аллювиально-пролювиальных отложений по северозападному борту карьера в летний период составил 3 л/сек, в паводок – 5,5 л/сек.

Общие водопитоки в карьер можно характеризовать по данным водоотлива. Анализ данных водоотлива с 1966 г. показывает, что внутригодовой режим водоотлива, а, следовательно, и водопиток, характеризуется увеличением расходов воды в период весеннего паводка и в осенне-зимний период. Наименьшие расходы наблюдаются летом. В многолетнем разрезе водопитоки обусловлены водностью года.

По данным водоотлива в летний период, когда в карьер поступают подземные воды, выявлена закономерность водопиток в многолетнем разрезе, а именно: по мере углубления карьера поступление подземных вод в летний период постепенно увеличивается от 5 л/сек – 25 л/сек.

В дальнейшем, при расширении горных работ на месторождении ожидается увеличение водопиток со стороны долины Накпайсая (до 100 м³/час), из аллювиальных отложений Алмалыкская (до 80-100 м³/час), из палеозойских отложений (до 300 м³/час). Возможный максимальный суммарный приток подземных вод в карьер составляет до 480-500 м³/час.

По химическому составу подземные воды русловых отложений сульфатно-гидрокарбонатные, кальциево-натриевые с минерализацией 0,3-1,0 г/л и жесткостью 7-8 мг – экв/л.

Химический состав трещинных вод палеозоя в районе месторождения сульфатно-гидрокарбонат-

но-кальциево-магниевый с минерализацией от 0,1 до 6 г/л и жесткостью 4-16 мг-экв/л до 40 мг-экв/л. Значительная минерализация, а также наличие таких микрокомпонентов как марганец, цинк, свинец и т. д. свидетельствуют, о непригодности этих вод для хозяйственных нужд [2, 3].

Заключение

1. При дальнейшем расширении горных работ на месторождении Кальмакыр резкой смены литолого-петрографического состава палеозойских пород, как в плане, так и в разрезе не произойдет. В дальнейшем будут вскрываться, в основном, те же интрузивные образования, только по мере углубления горных работ, фильтрационные свойства будут снижаться. Это приведет к консервации напоров, к снижению устойчивости уступов, бортов и к увлажнению полезного ископаемого, снижению его качественных характеристик.

2. На площади месторождения основными контурами разгрузки водоносного горизонта являются контуры дренажа. Наряду с появлением новых техногенных контуров дренажа, заметно изменятся условия питания водоносного горизонта. При этом, усиленное дренирование подземных вод происходит за счет развития процессов перетекания и концентрированного поступления подземных вод в карьер, в виде локальных источников на участках тектонических нарушений.

3. Несмотря на сложности геологического строения месторождения, интенсивную тектоническую нарушенность горных пород, близость поверхностных водотоков, водопитоки до сего времени не явились сдерживающим фактором или препятствием в деле освоения месторождения. В настоящее время в северной части карьера (на самом нижнем горизонте) имеется зумпф емкостью до 500 м³, глубиной 10 м. Выше уровня воды на 0,6-1 м установлены насосы и успешно производится круглосуточный водоотлив. Откачиваемые воды очищаются в очистных сооружениях, и поступает в русло Алмалыкская.

Список литературы:

1. Исаматов Ю.П., Прохоренко Г.А., Насриддинов И.Б., Норов Ю.Д. Особенности техногенного влияния на геологическую среду при открытой разработке месторождения. Тезисы докладов научно-технической конференции. Алмалык – 2002 г.
2. Гальперин А. М., Зайцев В. С. и др. «Гидрогеология и инженерная геология» М.: Недра 1989 г.
3. Исаматов Ю.П., Норов Ю.Д., Хасанов А.С. Особенности техногенного влияния на природную среду в Алмалыкском промышленном районе. Горный вестник Узбекистана № 1 2003 г.

ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТЬ УГОЛЬНОЙ ОТРАСЛИ УЗБЕКИСТАНА

Клименко А.И., генеральный директор ОАО «Узбекуголь»; Кяро В.А., главный специалист технического отдела ОАО «Узбекуголь»; Чернышов А.А., председатель правления ОАО «Еростигаз»; Рожков С.В., главный специалист службы информационных технологий ОАО «Узбекуголь»

Прогноз развития мировой экономики предполагает, что темпы ее роста до 2020 г. будут составлять 3,1 % ежегодно. Развитие энергетики за этот период будет характеризоваться увеличением спроса энергоресурсов на 53 %, при этом 95 % этого спроса должно обеспечиваться за счет ископаемых видов топлива [1, 2]. На рис. 1. приводятся доли первичных энергоносителей в мировом топливно-энергетическом балансе и в производстве электроэнергии.

Потребление нефти по-прежнему будет оставаться на первом месте, а потребление газа возрастет и сравняется с уровнем потребления угля. Что касается потребления атомной энергии, оно будет стабильным, а доля гидроэнергетики и возобновляемых источников топлива будет расти, оставаясь, однако, на сравнительно низком уровне. На рис. 2. приводятся прогноз Международного энергетического агентства (МЭА) динамики мирового энергопотребления и структура потребления горючих ископаемых. Такой прогноз с учетом того, что запасы

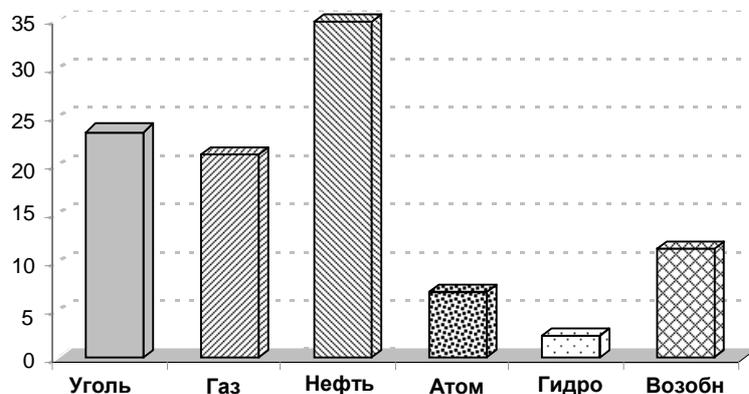


Рис. 1. Доля первичных энергоносителей в мировом топливно-энергетическом балансе в 2001 г. (%)

угля в мире на перспективу значительно превышают все другие виды энергетических ресурсов заставляет в последнее время все больше внимания уделять проблемам добычи и использования угля в качестве одного из весьма перспективных видов энергоресурсов.

Расчеты, проведенные экспертами разных стран, показывают, что реальных запасов нефти на земле хватит на 40 лет, природного газа на 50-60 лет, запасов угля хватит на 230-250 лет. Эти прогнозные оценки исходят из экономически извлекаемых запасов.

На самом деле их значительно больше. Если учитывать развитие технологии добычи горючих ископаемых, например подземную газификацию, то даже при увеличении добычи угля до 6 млрд. тонн в год этих запасов хватит более чем на 500 лет. Эти цифры, находятся в полном соответствии с заключениями исследователей, считающих, что геологические запасы угля составляют 90-97 % от общих ресурсов горючих ископаемых планеты. На долю нефти и газа приходится лишь 3-10 %.

Масштабы использования угля в будущем во многом зависят от политики, проводимой правительствами стран в области энергетики и окружающей среды. Директивные органы во все большей степени признают, что сфера ответственности, связанная с перестройкой угольной промышленности, простирается далеко за пределы этой отрасли. Поэтому, с одной стороны, решение соответствующих проблем и снижение остроты неблагоприятных последствий реструктуризации угольной отрасли представляют собой важную задачу, для решения

которой необходимы ясная перспектива развития отрасли, связанная с другими отраслями ТЭК и отраслями - потребителями угля. С другой стороны, для реализации процессов наращивания объемов добычи и использования угля в целях энергетической безопасности стран необходимо изучение новых технологий, обеспечивающих приемлемые экономические результаты.

Функционирование и развитие угольной промышленности в угледобывающих странах мира осуществляются различными путями и в значительной мере обусловлены национальной энергетической политикой, одной из главных задач которой является обеспечение энергетической безопасности страны. При этом, энергетическая политика ряда стран направлена на увеличение объемов добычи угля. К ним относятся страны с богатыми запасами угля, добыча которого по разным причинам не требует чрезмерных затрат. Это США, ЮАР, Австралия, Канада, Китай и Индия.

Иной энергетической политики придерживаются страны, не располагающие большими запасами угля; - это в основном страны Западной Европы с развитой рыночной экономикой, которые в силу значительного использования газа и повышения энергоэффективности снижают объемы добычи угля до

жизнеспособного потенциала, в первую очередь - за счет освобождения угольной отрасли от убыточных предприятий, работающих в неблагоприятных или опасных условиях. Это Великобритания, Германия, Франция.

И, наконец, третья группа развивающихся стран, энергетическая политика которых использует элементы первой и второй групп. Это, в основном, страны СНГ, Восточной Европы, а также Испания.

На рис. 3. приведена доля потребления угля для выработки электроэнергии в различных странах, в т.ч. в Узбекистане.

Угольная промышленность всегда занимала и будет занимать важное место в странах, располагающих запасами угля, как один из главнейших поставщиков первичного сырья для выработки электроэнергии, использования в металлургической, химической и ряде других отраслей промышленности, а также в виде топлива.

В ряде стран угольная промышленность выдерживает жесточайшую конкуренцию других поставщиков энергетического сырья. В то же время угольные месторождения характеризуются большим разнообразием сложных горно-геологических условий, не имеющих места в других отраслях, связанных с добычей топлива, а сами процессы добычи во многом зависят от влияния природных, зачастую непредсказуемых факторов.

Все это определяет необходимость постоянного, интенсивного совершенствования технологии, техники, организации и управления производством в угольной отрасли. В то же время, ведущие угледобывающие страны в последнее десятилетие, в результате проведенной реструктуризации, добились существенного прогресса в концентрации производства на крупных предприятиях отрасли, существенного роста производительности труда, повышения надежности и качества горно-шахтного оборудования, улучшения условий труда и техники безопасности, а также защиты окружающей среды. Интенсивно осуществлялись реструктуризация и модернизация шахтного и карьерного фондов за счет закрытия малопродуктивных и нерентабельных предприятий. Существенно повысилась энерговооруженность основных производственных процессов; осуществляется поиск оптимальных структур управления; в

широком плане ведутся исследования, экспериментальные и конструкторские работы.

Весь этот зарубежный опыт используется в сценарии развития угольной отрасли Узбекистана.

Темпы экономического развития республики Узбекистан предопределяют стабильно высокий спрос на различные виды энергетических ресурсов, среди которых уголь является одним из основных энергоносителей органического происхождения после природного газа и нефти.

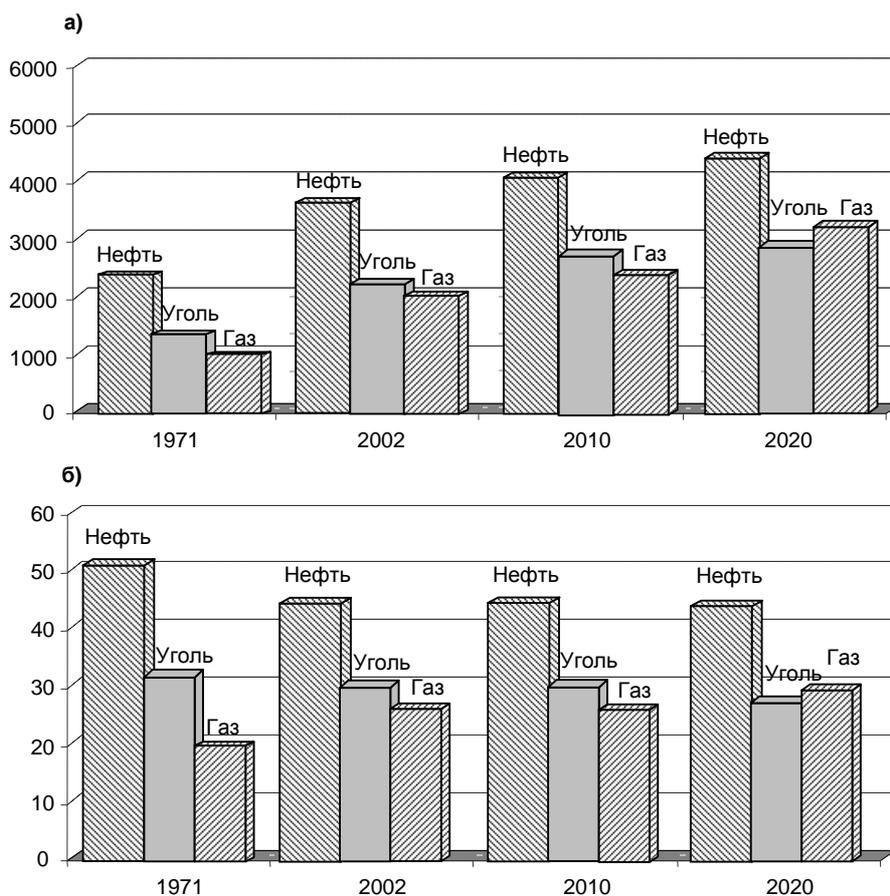


Рис. 2. Прогноз МЭА динамики мирового потребления энергоресурсов, (млн тонн в пересчете на нефть) (а) и прогноз структуры мирового энергопотребления (б) (%)

Узбекистан располагает разведанными запасами угля в количестве 1,9 млрд. т. Прогнозные ресурсы составляют свыше 5,7 млрд. т. угля.

Большие запасы каменного угля сконцентрированы в южных регионах республики – в Сурхандарьинской и Кашкадарьинской областях. В настоящее время добыча угля ведется на трех месторождениях: Ангренском, Шаргунском и Байсунском.

Добычу угля в Узбекистане осуществляет открытое акционерное общество «Узбекуголь» Государственно-акционерной компании «Узбекэнерго». Добычу угля на Ангренском месторождении обеспечивают предприятия с принципиально различной технологией: угольные разрезы «Ангренский» и

«Апартак» ведут отработку запасов открытым способом; Управление подземных горных работ – подземным способом; станция «Подземгаз» (ОАО «Еростигаз») – методом подземной газификации угля.

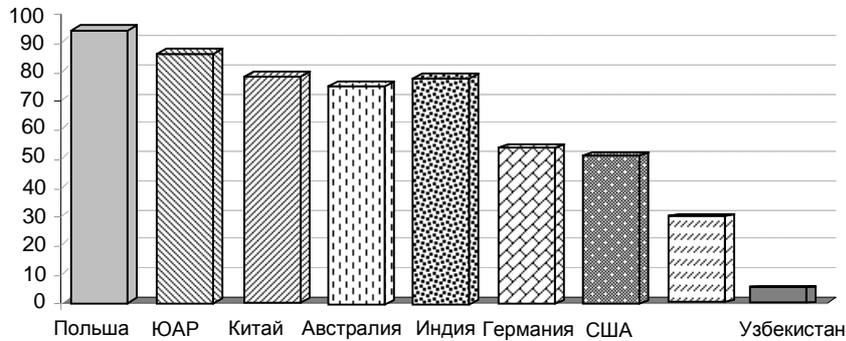


Рис. 3. Доля потребления угля для выработки электроэнергии в странах мира в 2001 г. (%)

Разработка Шаргуньского и Байсунского месторождений каменного угля ведется подземным способом – шахтами «Шаргуньская» и «Байсунская» ОАО «Шаргунькумир».

Объем добычи угля по отрасли составляет 3 млн. т. угля в год. Основным потребителем угольного топлива является электроэнергетический сектор, на долю которого приходится около 90 процентов общего потребления угля и 100 процентов газа ПГУ. Спрос на угольное топливо формируют также предприятия промышленности, социальной и коммунальной сфер, население.

Энергетическая политика Узбекистана, направленная на скорейшую диверсификацию топливоснабжения предприятий электроэнергетики, соответствует мировым тенденциям формирования структуры энергетического баланса.

Основным фактором приоритетного развития угольной промышленности выступает целесообразность замещения на внутреннем рынке энергетических ресурсов природного газа, используемого при производстве электроэнергии, а также необходимость восстановления утраченных позиций угля в структуре энергетического баланса Узбекистана.

На рис. 4. продемонстрирована структура потребления различных видов топлива ТЭС Узбекистана с прогнозом на период до 2020 г. (предусматривается увеличение доли угля и газа ПГУ с 5,1 % в 2005 г. до 15 % к 2020 г. Доля природного газа снизится с 88,3 % в 2005 г. до 77,2 % к 2020 г.).

Замещая природный газ, уголь, таким образом, становится одним из основных источников для энергетики при выработке электроэнергии и надеж-

ным экономическим донором для бюджета Республики за счет экспорта высвобождаемого природного газа.

Функциями ОАО «Узбекуголь» являются:

- обеспечение стабильных объемов добычи угля, реализация мер по повышению финансовой устойчивости предприятий, способствующих формированию необходимой прибыли для развития отрасли;
- формирование условий для ритмичной добычи и сбыта угля, а также сопутствующих полезных ископаемых, путем заключения прямых договоров и через биржевые торги;
- разработка и реализация мер по совершенствованию маркетинговых, инженеринговых и оказанию транспортных услуг;
- осуществление внешнеэкономической деятельности, привлечение прямых инвестиций, а также инвестирование процесса технического перевооружения и модернизации отрасли.

Одобренная правительством Узбекистана программа развития угольной промышленности определяет пути формирования наиболее энергоэффективного использования имеющегося потенциала отрасли и предусматривает:

- укрепление и дальнейшее развитие топливной независимости Республики, удовлетворение возрас-

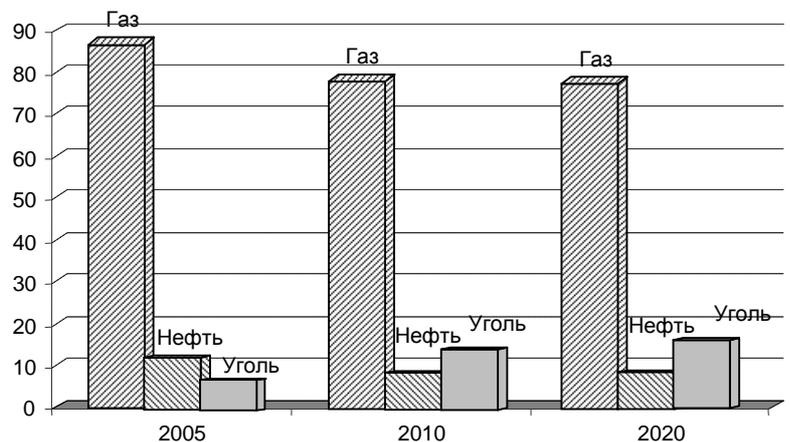


Рис. 4. Прогноз структуры потребления топлива для выработки электроэнергии на ТЭС Узбекистана (%)

тающих потребностей Узбекистана в качественном твердом топливе;

- поэтапный прирост добычи угля, за счет развития открытого способа разработки Ангреньского месторождения, с доведением доли угля в структуре топливных ресурсов при выработке электроэнергии до 15 процентов.

Программа дальнейшего развития угольной промышленности включает в себя шесть этапов технического перевооружения, модернизации предприятий, внедрения новых прогрессивных ресурсосберегающих и энергоэффективных технологий, способствующих повышению эффективности проведения горных работ.

Привлечение иностранных инвестиций в реализацию намеченных программой работ является одним из приоритетных направлений в процессе формирования источников финансирования инвестиционных проектов. Общая стоимость приоритетных проектов по технологическому перевооружению разреза «Ангренский» составляет более 215 млн долл. США.

Главным направлением технического перевооружения разреза «Ангренский» является замена циклической технологии на поточную при отработке вскрышных пород (вторичных каолинов и угольных пластов). При отработке галечников на верхних горизонтах северного и северо-западных участков разреза предполагается замена существующей технологии на циклично-поточную, применение которой позволит значительно повысить эффективность использования существующего парка экскаваторов и самосвалов, снизить затраты на транспортирование породы и отвалообразование.

Реализация проекта позволит обеспечить:

- снижение материальных затрат и энергоемкости при добыче угля и, соответственно, повысить ценовую конкурентоспособность производимой продукции;

- значительно улучшить экологическую ситуацию в районе производственной деятельности путем уменьшения отвода земли по возведению внешних отвалов, ежегодного восстановления земли за счет отсыпки во внутренние отвалы, снижение выбросов вредных газов и пыли при взрывных работах.

На разрезе «Ангренский», с августа 2003 г., начата промышленная эксплуатация комплекса оборудования Роторного комплекса № 1 фирмы «Тиссен Крупн Фердтертехник» по I этапу технического перевооружения отрасли.

Для поддержания необходимых объемов добычи, в период внедрения новых технологий производства, предусматривается внедрение комплекса открыто-подземной разработки. При этом, внедрение указанного комплекса намечено только на тех участках Ангренского месторождения, которые являются бесперспективными для отработки существующими технологиями добычи угля открытым способом из-за высокого коэффициента вскрыши.

Немаловажную роль в энергетике и других секторах экономики республики, а также за ее пределами, может играть каменный уголь. Новый импульс развитию добычи каменных углей на Шаргунском и Байсунском месторождениях может

дать ввод в эксплуатацию железнодорожной ветки «Гузар-Кумкурган», что исключит перевозку угля по территории Туркмении, удешевит его стоимость, расширит рынок сбыта.

Сдерживание экономического развития предприятия по добыче каменных углей вызвано трудностями в сбыте угольной продукции из-за снижения покупательной способности местных потребителей, а также большой удаленностью предприятия от центральных регионов республики.

В перспективе, для решения стратегической задачи по обеспечению стабильной работы угольной отрасли, необходимы следующие меры по поддержанию производственных мощностей на подземных работах:

- вовлечение в отработку дополнительных запасов, обеспечивающих по производственно-техническим условиям сохранение достигнутого уровня добычи угля;

- дальнейшее совершенствование технологии брикетирования каменного угля Шаргунского месторождения. В целях снижения себестоимости каменноугольных брикетов разрабатывается программа, направленная на повышение уровня использования местного сырья и сокращение поставляемых извне связующих материалов;

- развитие Шаргунского и Байсунского месторождений в направлении поставки топлива для энергетики и бытовых нужд за пределы области, а также организация производства высококачественного активированного угля;

- обеспечение поставок каменного угля для частичной замены кокса на Бекабадском металлургическом комбинате и Алмалыкском ГМК.

Перспектива угля оказаться в XXI веке практически единственным видом органического топлива обязывает научно-технических работников ТЭКа создавать новые перспективные угольные технологии.

Имея в виду, что современное развитие электроэнергетики оптимизируется с учетом Европейской энергетической хартии и Рамочной Конвенции ООН об изменении климата, подписанными большинством стран, в т.ч. Республикой Узбекистан и то, что существующие способы сжигания угля на ТЭС не всегда обеспечивают требований по повышению энергоэффективности и экологической безопасности, все передовые угледобывающие страны в настоящее время ориентируются на производство из угля облагороженного экологически чистого топлива. В связи с этим, разрабатываются долгосрочные программы по энерготехнологиям, предусматривающим кооперацию угледобывающей промышленности и энергетики для создания энергоустановок на месте добычи или переработки угля. При этом рассматриваются:

- технологии сжигания угля в кипящем слое, из которых наиболее перспективной является сжигание

угля в циркулирующем кипящем слое (ЦКС);

- комбинация паротурбинной установки с газотурбинной, что является прогрессивным направлением в совершенствовании техники генерирования электроэнергии, позволяющим повысить КПД такой бинарной установки до 55-60 %;

- совершенствование парогазовых установок пу-

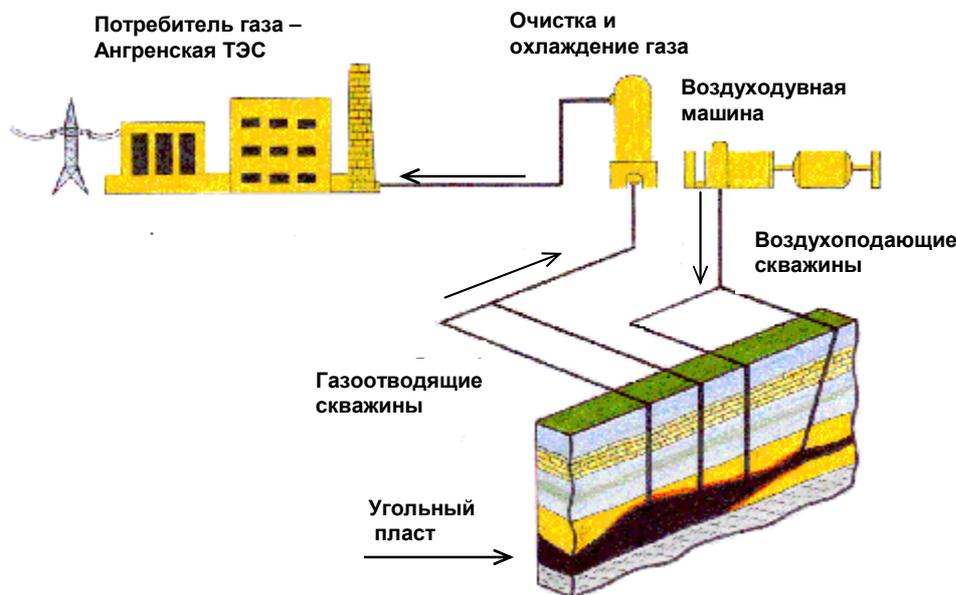


Рис. 5. Подземная газификация угля в Узбекистане. Ангренское буровое месторождение. Принципиальная схема

тем дооснащения их системой внутрицикловой газификации угля (ВЦГУ);

- водоугольные суспензии (ВУС);

- получение синтетического газа на месте добычи угля путем его газификации в наземных газогенераторах или на месте залегания угля путем подземной газификации угля (ПГУ).

Подземная газификация угля (ПГУ) является единственным способом безлюдной добычи угля путем превращения твердого топлива в газообразный энергоноситель непосредственно на месте залегания угольного пласта, кроме того, ПГУ имеет не только большое социальное значение (освобождение человека от тяжелого подземного труда), но и сопровождается существенными экологическими, энергетическими и экономическими преимуществами по сравнению с традиционными способами разработки угольных месторождений.

Действующая в г. Ангрене с 1961 г. станция «Подземгаз» (ныне ОАО «Еростигаз») - самый мощный промышленный объект такого рода, не имеющий на сегодняшний день аналогов в мировой практике. Главное назначение предприятия - переработка бурого угля в энергетический газ с последующим его использованием на Ангренской ТЭС (рис. 5).

Предприятие обрабатывает часть Ангренского бурового месторождения, которая по технико-экономическим соображениям и горногеологическим условиям непригодна для обработки открытым и подземным способами.

Более чем сорокалетний опыт работы предприятия показал, что способ подземной газификации угля позволяет надежно получать энергетический газ в промышленных масштабах и обеспечивать бесперебойную поставку его потребителю.

Развитию подземной газификации новый мощный импульс могут придать перспективные проекты по реконструкции Ангренской и Ново-Ангренской ТЭС, формирующих спрос на данную производимую продукцию.

Намеченные мероприятия по техническому перевооружению угольной промышленности обеспечат ее энергоэффективность, достижение требуемых темпов роста производства, стабильности развития энергетики, потребности страны в угольном топливе в средне - и долгосрочной перспективе, что позволит включить угольное топливо в систему конкурентоспособных видов продукции топливно-энергетического комплекса республики.

Реализация намеченных мер по совершенствованию структуры управления отраслью и обеспечению стабильно высоких темпов добычи угля и сопутствующих полезных ископаемых позволит угольной промышленности стать одним из составляющих в формировании надежной базы для обеспечения энергетической независимости Узбекистана на многие годы.

Список литературы:

1. Климов С.П. Угольная промышленность и энергетическая безопасность стран мира. М, 2002 г.
2. Бюллетень иностранной коммерческой информации (БИКИ). № 135, 2004 г.
3. Журнал «Уголь». № 2, № 5, 2003 г.
4. Журнал «Экономический вестник Узбекистана». № 7, № 8, 2004 г.

О СТРАТЕГИИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА ОСНОВЕ ФОРМИРОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ МОДУЛЕЙ

Сытенков В.Н., главный инженер Центрального рудоуправления НГМК, докт. техн. наук, проф.; **Филиппов С.А.**, академик РАН, докт. техн. наук, проф. Института природопользования (г. Москва); **Куролов А.А.**, аспирант Московского государственного горного университета

Анализ научных работ и практики работы глубоких карьеров [1, 2, 3, 4] показывает, что существует целый ряд характерных проблем, обусловленных:

- существенным увеличением затрат на добычу полезного ископаемого в связи с достижением карьерами глубины 350-500 м и более;
- ограниченными возможностями в интенсификации процессов из-за сокращения фронта работ;
- отсутствием опыта ведения горных работ на больших глубинах;
- отсутствием апробированных научно-методических рекомендаций по проектированию развития горных работ в глубоких карьерах.

Большая часть этих проблем является следствием ухудшающихся горно-геологических условий с ростом глубины горных работ, а также отсутствием научно проработанной концепции развития карьера на весь срок эксплуатации месторождения. Вторая причина уже на стадии проектирования усугубляет ситуацию с общей эффективностью использования ресурсов при освоении месторождения. В то же время практика работы мощных глубоких карьеров указывает на то, что формируются предпосылки для решения выше перечисленных проблем:

- разработаны и выпускаются промышленностью мобильные дробильно-перегрузочные пункты в сочетании с мобильными межступенными перегружателями, оснащенными крутонаклонными (до 45°) конвейерами;
- разработаны и внедряются мощные крутонаклонные конвейеры (до 45°);
- достигнут существенный прогресс в буровзрывных работах, обеспечивающий высокую эффективность подготовки горной массы к транспортированию конвейерами;
- накоплен опыт работы с погрузочно-транспортным оборудованием большой производительности.

Формирующиеся технологические предпосылки, определяющие эффективность отработки запасов месторождения, важно дополнить теоретической проработкой вопросов формирования стратегии развития карьера на весь период его существования. При этом, определяющим направлением является выбор технологических комплексов

транспортирования горной массы в соответствии с рациональной областью их использования (рис. 1-б).

Данное положение принципиально тем, что ошибки в выборе транспортного технологического комплекса на начальном этапе приведут к необходимости продления срока их работы в нерациональной области и снизят эффективность отработки месторождения в целом.

Известно, что конвейерный транспорт значительно эффективнее автотранспорта, а более высокие затраты на его приобретение компенсируются уже через 2-3 года эксплуатации [1].

В работе [5] приведена закономерность изменения затрат на добычу полезного ископаемого с увеличением глубины карьера, анализ которой показывает, что не своевременный переход на новую технологическую схему транспортирования ведёт к существенному росту затрат на разработку месторождения. Следовательно, при технико-экономической оценке проекта необходимо оценивать тенденции и формировать принципиальную схему отработки месторождения, ориентированную на своевременную смену технологий. При этом, приоритетными являются вопросы выбора транспортной схемы, на долю которой в себестоимости горных работ приходится более 70 % [1].

Анализ практики открытой разработки крутопадающих месторождений показывает, что в формировании транспортной схемы глубоких карьеров прослеживается определенная закономерность: она начинается с простой (базовой) транспортной технологии, которая после достижения карьером некоторой глубины комбинируется с другой транспортной технологией, а затем эта комбинация транспортных технологий периодически повторяется (тиражируется) по мере роста глубины карьера.

Рассмотрим пример формирования принципиальной транспортной схемы при открытой разработке месторождения на глубину 660 м. Для этого месторождение по вертикали разделено на уступы одинаковой высоты. На начальном этапе освоения месторождения применяется автомобильный транспорт, который на втором этапе дополняется конвейерным. Такая комбинация видов транспорта



Рис. 1. Схема грузопотоков на этапе применения автомобильного транспорта

образует циклично-поточную технологию, в которой автомобильный транспорт выполняет роль сборочного транспорта (циклическое звено), а конвейерный – роль магистрального транспорта (поточное звено). В качестве магистрального конвейерного транспорта используются крутонаклонные конвейеры (КНК) в сочетании с мобильными дробильно-перегрузочными пунктами и крутонаклонными межуступными перегружателями (КНП), образующими мобильный дробильно-перегрузочный комплекс (МДПК). Причем автомобильный и автомобильно-конвейерный транспорт используются в пределах своей рациональной области применения.

Момент перехода с автомобильного на автомобильно-конвейерный транспорт определяется сравнением их эффективности по мере увеличения глубины карьера. Естественно, что при увеличении глубины разработки расстояние перевозки и высота подъема горной массы увеличиваются. Соответственно изменяются и затраты на транспортирование, причем, такие изменения более интенсивны при автомобильном транспорте. В этих условиях, для сравнения эффективности, использована переработанная и дополненная методика проф. Медникова Н.Н. [6].

Для обоснования рациональной области транспортирования горной массы автотранспортом вверх и глубины ввода МДПК (i-уступ) запишем условие:

$$\uparrow_0 C_i^{asm} \geq \bar{C}_i^{asm} + \uparrow_0 C_i^{МДПК} \quad (1)$$

где $C^{asm(КНК, МДПК)}$ - затраты на транспортирование горной массы, соответственно, автотранспортом и крутонаклонным конвейером в сочетании с мобильным дробильно-перегрузочным комплексом;

\uparrow - транспортирование, соответственно, по горизонтали (-), на подъем (\uparrow) и спуск (\downarrow);

C_i - индекс, означает начальный горизонт (уступ) транспортирования горной массы; $i=n=m=p=s \in R$;

$0C$ - индекс, означает дневную поверхность;
 iC - индекс, означает конечный горизонт (уступ) движения.

При превышении затрат на транспортирование автомобильным транспортом по сравнению с конвейерным транспортом, можно сделать следующие выводы:

- рациональная область транспортирования горной массы автотранспортом вверх равна глубине i-того уступа;
- рациональная глубина ввода МДПК равна глубине i-того уступа.

Заметим, что эффективно проектировать межуступный крутонаклонный перегружатель с параметрами, равными рациональной глубине ввода МДПК.

КНП с такими параметрами обеспечит минимум затрат на транспортирование и значительные технологические и организационные преимущества.

На рис. 1. приведена схема, иллюстрирующая ситуацию в карьере на последней стадии применения автомобильного транспорта перед переходом на автомобильно-конвейерный транспорт с МДПК.

Для числовых значений нашего варианта это горизонт - 60 м, характеризующий первый (1а) под-этап отработки карьера.

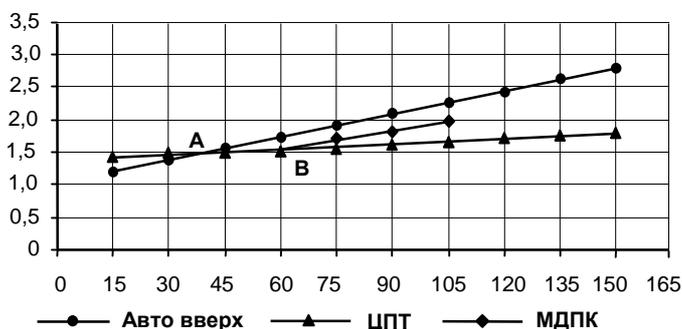


Рис. 2. Зависимость затрат на транспортирование горной массы от глубины разработки: А – граница ввода МДПК, В – месторасположение концентрационного горизонта МДПК

На рис. 2 показаны графики изменения затрат на транспортирование горной массы в зависимости от глубины разработки карьера. Точка А на рис. 2 указывает на целесообразность перехода к автомобильно-конвейерному транспорту с МДПК. Заметим, что прямые на рис. 2 резко расходятся, что указывает на значительную разницу в затратах на транспортирование различными видами транспорта с увеличением глубины карьера.

Дальнейшая углубка карьера на величину рациональной области осуществляется автотранспортом с вывозкой горной массы на концентрационный горизонт с последующим дроблением и транспортировкой через МДПК.

При достижении глубины работ горизонта K_1 затраты на транспортирование горной массы автотранспортом в сочетании с МДПК станут больше, чем при транспортировании с помощью КНК. Тогда наступит момент замены МДПК на КНК, а МДПК переместится глубже в карьер.

Глубину ввода КНК-1 с обеспечением рациональной области транспортирования горной массы автосамосвалами на высоту i -того уступа определим из условия:

$$\uparrow_0 C_{i+1}^{asm} > \downarrow_{i+n} C_{i+n}^{asm} + \uparrow_0 C_{i+n}^{KHK-1}, \quad (2)$$

где $n=K_a$ - концентрационный горизонт для a -того крутонаклонного конвейера, $a = 1, 2, \dots, r \in R$.

Тогда концентрационный горизонт для КНК-1 может быть размещен на $i+n$ уступе, а глубина ввода КНК-1 будет равняться количеству уступов $i+n$. Следовательно, горизонт K_1 , соответствующий $i+n$ уступу, служит границей ввода первой очереди КНК.

На рис. 3 показана принципиальная схема грузопотоков с использованием автомобильного транспорта в комбинации с МДПК перед переходом на работу автомобильного транспорта в комбинации с КНК. Ситуация, отраженная на рис. 3 и раскрывающая формирование грузопотоков в соответствии с применяемым комплектом горно-транспортного оборудования, демонстрирует пример сформированного технологического модуля глубокого карьера. При этом, установление границы эффективной области применения собственно автотранспорта и автотранспорта в комбинации с МДПК является определяющим параметром этого модуля, позволяющим проектировать принципиальную схему обработки месторождения открытым способом.

Технологический модуль включает оборудование горно-транспортного комплекса, выбранное в соответствии с экономически обоснованными рациональными границами его применения по глубине рабочей зоны и обслуживающее рациональные грузопотоки горной массы.

Область действия рассматриваемого технологического модуля подразделяется на две части, из которых одна обрабатывается по цикличной техно-

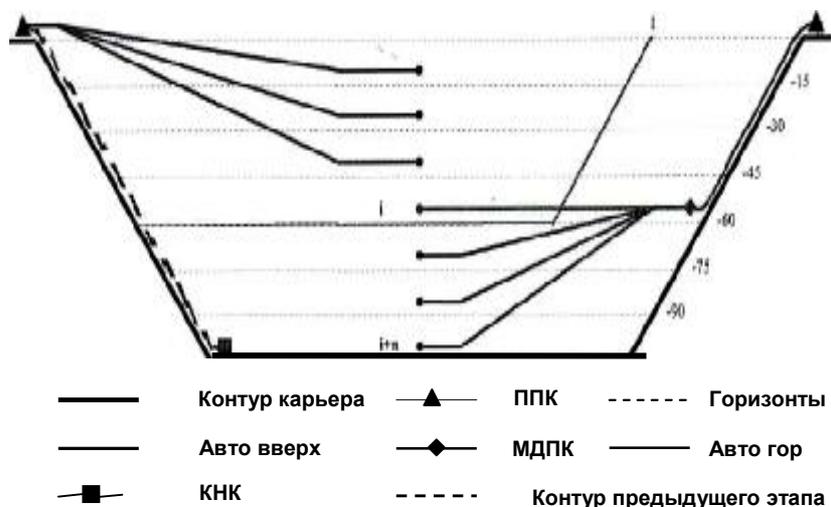


Рис. 3. Схема распределения грузопотоков при работе автомобильного транспорта в комбинации с МДПК (технологический модуль) и переходе на работу с КНК: I – граница I-го этапа

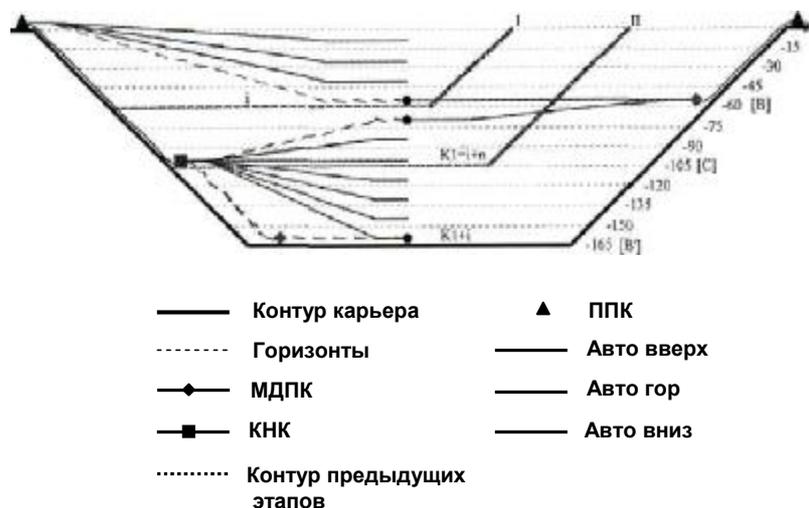


Рис. 4. Схема формирования грузопотоков и размещения оборудования при переходе от комбинации «Автотранспорт – МДПК» к комбинации «Автотранспорт – КНК»

логии с применением автотранспорта (I) и перевозкой горной массы снизу вверх, а другая (II) - с применением МДПК (рис. 4).

После того, как экономические и технологические ресурсы МДПК будут исчерпаны, наступит следующий этап в развитии технологической схемы карьера - переход на второй крутонаклонный конвейер КНК-2, глубина ввода которого определяется из условия (3):

$$\uparrow_{K_1} C_{K_1}^{asm} + \uparrow_0 C_{K_1}^{KHK1} > \downarrow_{K_{1+i+m}} C_{K_{1+i+m}}^{asm} + \uparrow_0 C_{K_{1+i+m}}^{KHK2}, \quad (3)$$

где $K_{1+i+m}=K_2$ - концентрационный горизонт для второго крутонаклонного конвейера.

Таким образом, выстраивается определенная цикличность в формировании и перемещении технологического модуля по мере развития карьера на глубину: «автомобильный транспорт с перемещением горной массы вверх → комбинация автомо-

бильного межступенного дробильно-перегрузочного комплекса МДПК вниз и его стыковка с КНК → работа автомобильного транспорта с перемещением горной массы вверх до МДПК → замена МДПК крутонаклонным конвейером КНК →» и так далее.

В результате, моделируя ситуации и распределяя грузопотоки, формируем принципиальную схему отработки месторождения на весь срок существования карьера.

Изменение затрат на транспортирование в зависимости от глубины разработки до момента переноса МДПК вниз представлено на графиках рис. 5. При этом, зона между затратами при автомобильном (верхняя линия) и комбинированном автомобильно-конвейерном (линия АВСВ') транспорте характеризует эффективность своевременной комбинации видов транспорта в соответствии с рациональной областью их применения.

На рис. 6 показан один из вариантов отработки карьера на глубину 660 м с применением технологического модуля на основе автомобильного транспорта, МДПК и КНК. Заметим, что для отработки карьера на такую глу-

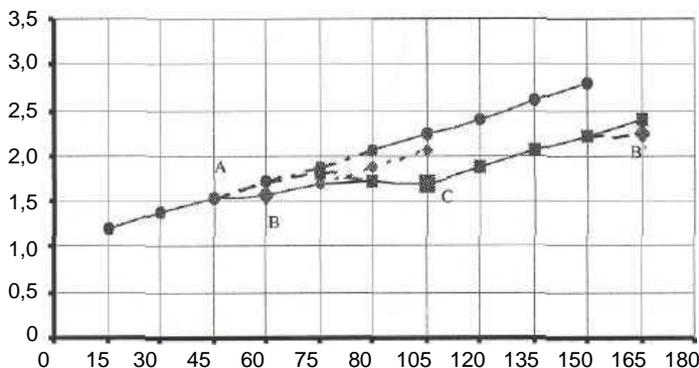


Рис 5. Зависимость затрат на транспортирование горной массы от глубины разработки до момента переноса МДПК вниз: А – точка первоначального ввода МДПК; В -месторасположение концентрированного горизонта МДПК; С - концентрированный горизонт для ввода первой очереди КНК-1, В' - месторасположения перенесённого с верхнего горизонта вниз МДПК

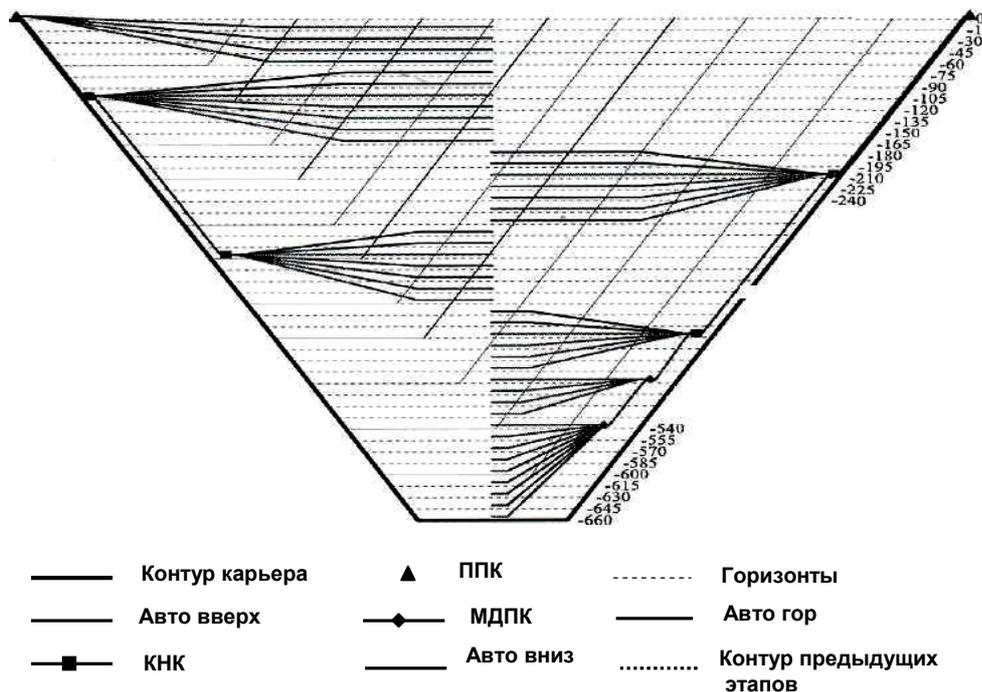


Рис. 6. Схема формирования стратегии развития карьера с применением технологического модуля на основе комбинации автомобильно-конвейерного транспорта

бильного транспорта с конвейерным транспортом на основе мобильного межступенного дробильно-перегрузочного комплекса МДПК → замена МДПК крутонаклонным конвейером КНК → работа автомобильного транспорта с перемещением горной массы вверх до КНК → перемещение мо-

бину необходимо поэтапное строительство (наращивание) КНК и наличие нескольких МДПК (в зависимости от требуемой производительности карьера), которые последовательно, с понижением, переносятся с одного на другой фланг карьера.

В заключение заметим, что предлагаемый подход к выбору принципиальной схемы доработки месторождения Мурунтау на основе технологических модулей из комбинации автомобильного и конвейерного транспорта с крутонаклонными кон-

вейерами обеспечит значительный экономический эффект и возможность отработки карьера до глубины 900- 1000 м.

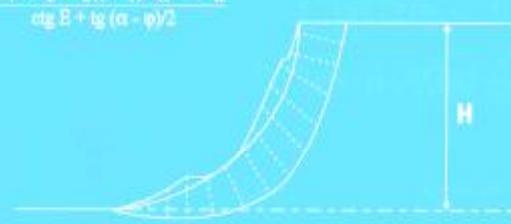
Список литературы:

1. Развитие ЦПТ добычных и вскрышных работ. Ляхов В.П., Александров В.А., Мельников Н.Н., Найко Ю.П., Николаев К.П. Сборник науч. Трудов Апатиты. 2001г.
2. Ржевский В.В., Истомин В.В., Трубецкой К.Н., Пешков А.А. Открытая разработка месторождений на больших глубинах. Горный журнал № 5, 1988 г. с 13-19.
3. Ржевский В.В., Истомин В.В., Супрун В.И. Комплексы оборудования и вскрытие рабочих горизонтов мощных глубоких карьеров. Горный журнал № 11, с 27-31.
4. Зубович П.Т., Селезнёв А.В. О целесообразной глубине ввода конвейера при комбинированном транспорте. Сборник науч. трудов. МГГУ, 2004, с. 182-185.
5. Совершенствование процессов открытой разработки сложно структурных месторождений эндогенного происхождения. Под. ред. Н.И. Кучерского. Ташкент. Фан., 1998 г, -с. 254.
6. Медников Н.Н. Математические методы и модели в расчётах на ЭВМ. М. МГГУ, 1996, с. 156.

А. А. Силкин, В.Н. Кольцов, П. А. Шеметов,
Ю. А. Жиянов, С. Б. Иноземцев

Управление ДОЛГОВРЕМЕННОЙ УСТОЙЧИВОСТЬЮ ОТКОСОВ НА КАРЬЕРАХ УЗБЕКИСТАНА

$$\frac{3H(1 + \operatorname{ctg} \alpha \operatorname{tg}(\alpha + \varphi/2)) - 2H_0}{\operatorname{ctg} \beta + \operatorname{tg}(\alpha - \varphi/2)}$$



В издательстве «Фан» Академии наук Республики Узбекистан вышла книга «Управление долговременной устойчивостью откосов на карьерах Узбекистана». Авторы: А.А. Силкин, В.Н. Кольцов, П.А. Шеметов, Ю.А. Жиянов, С.Б. Иноземцев.

В книге приведены результаты исследований и данные практики по обеспечению устойчивости бортов карьеров и разработки мероприятий, направленных на предотвращение деформаций. Обобщены сведения о физико-механических свойствах горных пород, структурно - тектонических особенностях прибортового массива, установлены взаимосвязи между отдельными показателями. Приведены теоретические разработки и расчетные схемы по определению показателя устойчивости откосов уступов и бортов карьеров в разных горно-геологических условиях. Дан обзор исследований влияния буровзрывных работ на устойчивость пород в откосах уступов.

Книга рассчитана на инженерно-технических работников горнотехнических предприятий, разрабатывающих месторождения полезных ископаемых открытым способом, а также для студентов горных вузов.

РАЗРАБОТКА ЭФФЕКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ГРУНТОВОЙ ОБВАЛОВКИ ТРАНШЕЙНЫХ ЗАРЯДОВ ВЫБРОСА ФИЗИЧЕСКИМ МОДЕЛИРОВАНИЕМ

Норов Ю.Д., проректор по науке НГГИ, докт. техн. наук; Уринов Ш.Р., старший преподаватель кафедры «Автоматика управления и информатика» НГГИ

Нами проводились опытно-экспериментальные исследования для разработки эффективных параметров грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса на объекте «Строительство коллектора «Машанкул» методом физического моделирования [1].

массовой влажности равной 5 %, сечения выемки по дну и по верху принимают максимальные значения и составляют соответственно 41 м., 33 м и 36 м для трапециевидной, треугольной и сегментной форм грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса.

Таблица 1

Результаты изменения размеров выемок трапециевидной формы, обвалованных грунтом, образованным траншейными зарядами выброса

Номера опытных взрывов	Проектная глубина выемки Н, м	Проектная ширина выемки		Проектный объём выброса $V_{пр}$, м ³	Высота грунтовой обваловки, $H_{обв}$, м	Массовая влажность грунтовой обваловки ξ , %	Масса заряда ВВ на один м траншеи Q, кг	Глубина выемки Н, м	Ширина выемки		Относительный объём выброса $V_{отн}$, %
		По дну А, м	По верху В, м						По дну А, м	По верху В, м	
1	4	40	64	208	3,5	5	624	4	40	62	96
2	4	40	64	208	3,5	5	624	4,2	42	61	100
3	4	40	64	208	3,5	5	624	4,1	41	60	98
4	3,5	40	61	177	3	10	530	3,5	38	58	95
5	3,5	40	61	177	3	10	530	3,4	37	59	92
6	3,5	40	61	177	3	10	530	3,3	39	60	92
7	3,2	40	59	159	2,5	15	477	3,3	37	56	97
8	3,2	40	59	159	2,5	15	477	3	36	55	86
9	3,2	40	59	159	2,5	15	477	2,7	35	54	76
10	3	40	58	147	2	20	440	2,6	34	49	73
11	3	40	58	147	2	20	440	2,5	33	50	71
12	3	40	58	147	2	20	440	2,5	32	51	71
13	2,7	40	56	130	1,5	25	390	2,5	26	46	69
14	2,7	40	56	130	1,5	25	390	2,4	28	44	66
15	2,7	40	56	130	1,5	25	390	2,3	27	45	64
16	2,4	40	54	113	1	30	339	2,3	21	40	62
17	2,4	40	54	113	1	30	339	2,3	22	38	61
18	2,4	40	54	113	1	30	339	2,2	23	33	55

В результате исследований определены размеры профильного сечения выемки в зависимости от массовой влажности, высоты и формы грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса. Абсолютные значения результатов экспериментальных взрывов, приведены в табл. 1-3.

На рис. 1 и 2 приведены зависимости изменения ширины сечения выемки по дну и по верху от массовой влажности, высоты и формы грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса.

Полученные зависимости показывают, что при

Полученные зависимости также показывают, что трапециевидная форма грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса, имеет наибольшее сечение выемки, которое удовлетворяет предъявляемым требованиям к размерам выемок со стороны заказчика.

Исследованиями установлено, что с увеличением массовой влажности от 5 % до 30 % происходит уменьшение высоты грунтовой обваловки, которое сопровождается уменьшением размеров ширины сечения выемок по верху и по дну соответственно в

Таблица 2

Результаты изменения размеров выемок треугольной формы, обвалованных грунтом, образованным траншейными зарядами выброса

Номера опытных взрывов	Проектная глубина выемки Г, м	Проектная ширина выемки		Проектный объем выброса $V_n, м^3$	Высота грунтовой обваловки, $h_{обв}, м$	Массовая влажность грунтовой обваловки $\xi, \%$	Масса заряда ВВ на один м траншеи Q, кг	Глубина выемки Н, м	Ширина выемки		Относительный объем выброса $V_{отн}, \%$
		По дну А, м	По верху В, м						По дну А, м	По верху В, м	
1	4	40	64	208	3,5	5	624	3,3	34	42	60
2	4	40	64	208	3,5	5	624	3,2	33	44	59
3	4	40	64	208	3,5	5	624	3,2	32	40	55
4	3,5	40	61	177	3	10	530	2,8	32	40	57
5	3,5	40	61	177	3	10	530	2,9	34	42	62
6	3,5	40	61	177	3	10	530	2,8	30	41	56
7	3,2	40	59	159	2,5	15	477	2,5	29	40	54
8	3,2	40	59	159	2,5	15	477	2,5	30	39	54
9	3,2	40	59	159	2,5	15	477	2,4	31	38	52
10	3	40	58	147	2	20	440	2	25	36	41
11	3	40	58	147	2	20	440	2,1	24	32	40
12	3	40	58	147	2	20	440	2	26	34	41
13	2,7	40	56	130	1,5	25	390	2	20	30	38
14	2,7	40	56	130	1,5	25	390	2	22	29	39
15	2,7	40	56	130	1,5	25	390	2,1	21	31	42
16	2,4	40	54	113	1	30	339	2	18	26	39
17	2,4	40	54	113	1	30	339	1,9	17	25	35
18	2,4	40	54	113	1	30	339	2,1	16	24	37

1,65 – 1,78 раза для трапециевидной, в 1,68-1,94 раза для треугольной, в 1,8-1,9 раза для сегментной формы грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса.

Статистический анализ полученных результатов показывает, что размеры выемок характеризуются эмпирическими уравнениями в виде зависимости параболического типа с показателем 2 от массовой

влажности массива, регулирующей высоты грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса, которые приведены в табл. 4.

На рис. 3 приведена зависимость изменения глубины сечения выемок от массовой влажности, высоты и формы грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса.

Полученные зависимости, приведенные на рис.

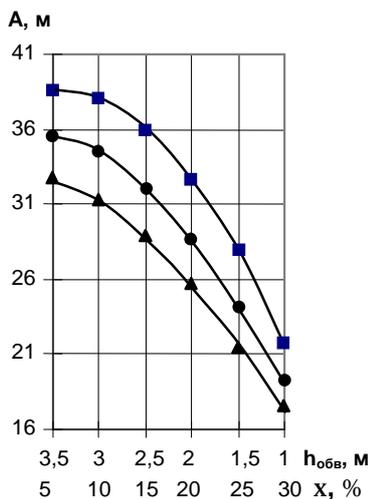


Рис. 1. Закономерность изменения ширины сечения выемки (А) по дну в зависимости от массовой влажности, высоты и формы грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса

- - трапециевидная;
- - сегментная;
- ▲ - треугольная

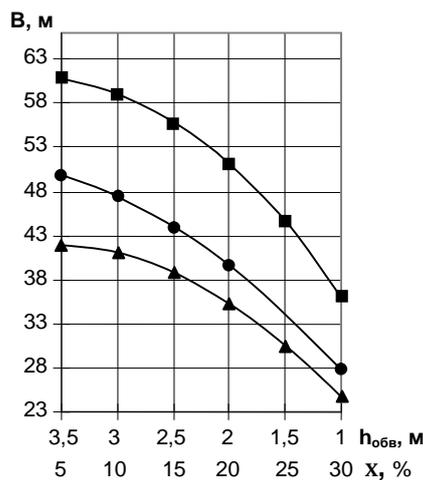


Рис. 2. Закономерность изменения ширины сечения выемки (В) по верху в зависимости от массовой влажности, высоты и формы грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса

- - трапециевидная;
- - сегментная;
- ▲ - треугольная

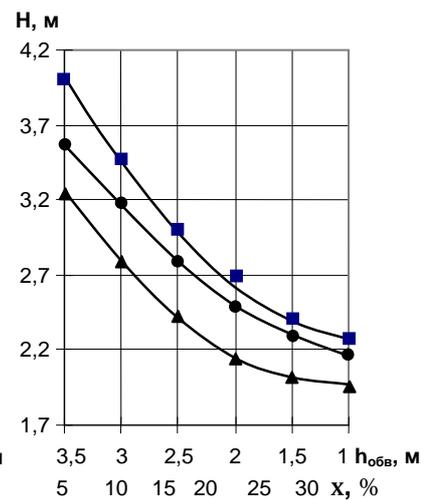


Рис. 3. Закономерность изменения глубины сечения выемки (Н) в зависимости от массовой влажности, высоты и формы грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса

- - трапециевидная;
- - сегментная;
- ▲ - треугольная

3, показывают, что при массовой влажности равной 5 % глубина сечения выемки принимает максимальное значение и составляет соответственно 4,1 м, 3,2 м и 3,6 м для трапециевидной, треугольной и сегментной форм грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса.

Полученные зависимости также показывают, что трапециевидная форма грунтовой обваловки

предъявляемым требованиям к размерам выемок со стороны заказчика.

Исследованиями установлено, что с увеличением массовой влажности от 5 % до 30 % происходит снижение высоты грунтовой обваловки от 3,5 до 1,0 м., которое сопровождается снижением глубины выемок, соответственно, в 1,78 раза для трапециевидной, в 1,62 раза для треугольной и в 1,64 раза

Таблица 3

Результаты изменения размеров выемок, сегментной формы, обвалованных грунтом, образованным траншейными зарядами выброса

Номера опытных взрывов	Проектная глубина выемки Н, м	Проектная ширина выемки		Проектный объем выброса $V_{пр}$, м ³	Высота грунтовой обваловки, $h_{обв}$, м	Массовая влажность грунтовой обваловки ξ , %	Масса заряда ВВ на один м траншеи Q, кг	Глубина выемки Н, м	Ширина выемки		Относительный объем выброса $V_{отн}$, %
		По дну А, м	По верху В, м						По дну А, м	По верху В, м	
1	4	40	64	208	3,5	5	624	3,7	36	47	74
2	4	40	64	208	3,5	5	624	3,5	37	49	72
3	4	40	64	208	3,5	5	624	3,5	35	51	72
4	3,5	40	61	177	3	10	530	3,4	34	48	79
5	3,5	40	61	177	3	10	530	3,2	33	49	74
6	3,5	40	61	177	3	10	530	3	35	47	69
7	3,2	40	59	159	2,5	15	477	3	31	42	69
8	3,2	40	59	159	2,5	15	477	2,8	31	43	65
9	3,2	40	59	159	2,5	15	477	2,8	34	44	69
10	3	40	58	147	2	20	440	2,7	27	40	62
11	3	40	58	147	2	20	440	2,5	26	41	57
12	3	40	58	147	2	20	440	2,4	25	39	52
13	2,7	40	56	130	1,5	25	390	2,3	24	34	51
14	2,7	40	56	130	1,5	25	390	2,3	25	32	50
15	2,7	40	56	130	1,5	25	390	2,2	23	33	47
16	2,4	40	54	113	1	30	339	2,2	20	28	47
17	2,4	40	54	113	1	30	339	2,2	19	27	45
18	2,4	40	54	113	1	30	339	2,1	18	26	41

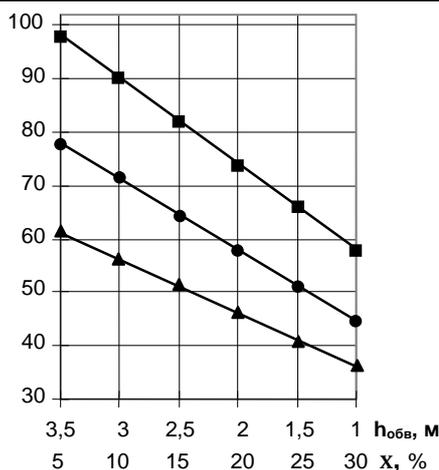


Рис. 4. Закономерность изменения относительного объема выброса ($V_{отн}$) в зависимости от массовой влажности, высоты и формы грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса:

- - трапециевидная;
- - сегментная;
- ▲ - треугольная

траншейных зарядов выброса имеет наибольшую глубину сечения выемки, которая удовлетворяет

для сегментной формы грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса.

Статистический анализ полученных результатов показывает, что глубина выемки характеризуется эмпирическими уравнениями в виде зависимости параболического типа с показателем 1/3 от массовой влажности массива, регулирующей высоты грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса, которые приведены в табл. 4.

На рис. 4 приведена зависимость изменения относительного объема выброса из профильного сечения выемок от массовой влажности, высоты и формы грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса. Полученные зависимости, приведенные на рис. 4 показывают, что при массовой влажности равной 5 % относительный объем выброса из профильного сечения выемки принимает максимальное значение и составляет соответственно 100 %, 58 % и 73 % для трапециевидной, треугольной и сегментной форм грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса.

Полученные зависимости также показывают, что трапециевидная форма грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса, имеет наибольший

относительный объем выброса из профильного сечения выемки, которое удовлетворяет предъявляемым требованиям к размерам выемок со стороны заказчика.

Исследованиями также установлено, что с увеличением массовой влажности от 5 % до 30 % происходит снижение высоты грунтовой обваловки от 3,5 до 1,0 м., которое сопровождается снижением относительного объема выброса из профильного

Выводы:

1. Впервые установлена обобщающая параболическая закономерность изменения размеров сечения выемок в зависимости от массовой влажности, высоты и формы грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса на основе разработанной методика определения эффективных параметров грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса.

2. Полученные зависимости показывают, что с

Таблица 4

Эмпирические формулы определения размеров выемок в зависимости от массовой влажности, высоты и формы грунтовой обваловки траншейных зарядов ВВ

№ п/п	Размеры профильного сечения выемок	Формы грунтовой обваловки	Эмпирические уравнения	Коэффициент корреляции
1.	Ширина выемки по низу, м	трапециевидная	$A = 40.5 - 2.8 \cdot 10^{-3} (W + h_{обв}) \sqrt[3]{q} \cdot x^2$	0,958
		треугольная	$A = 33.6 - 2.6 \cdot 10^{-3} (W + h_{обв}) \sqrt[3]{q} \cdot x^2$	0,944
		сегментная	$A = 36 - 2.6 \cdot 10^{-3} (W + h_{обв}) \sqrt[3]{q} \cdot x^2$	0,925
2.	Ширина выемки по верху, м	трапециевидная	$B = 61.5 - 3.6 \cdot 10^{-3} (W + h_{обв}) \sqrt[3]{q} \cdot x^2$	0,958
		треугольная	$B = 42.8 - 2.7 \cdot 10^{-3} (W + h_{обв}) \sqrt[3]{q} \cdot x^2$	0,944
		сегментная	$B = 49.8 - 3.4 \cdot 10^{-3} (W + h_{обв}) \sqrt[3]{q} \cdot x^2$	0,925
3.	Глубина выемки, м	трапециевидная	$H = 5.3 - 7.6 \cdot 10^{-2} (W + h_{обв}) \sqrt[3]{q} \cdot \sqrt[3]{x}$	0,937
		треугольная	$H = 4.1 - 5.4 \cdot 10^{-2} (W + h_{обв}) \sqrt[3]{q} \cdot \sqrt[3]{x}$	0,92
		сегментная	$H = 4.6 - 6.1 \cdot 10^{-2} (W + h_{обв}) \sqrt[3]{q} \cdot \sqrt[3]{x}$	0,916
4.	Относительный объем выброса поперечного сечения выемки, %	трапециевидная	$V_{отн} = 108.7 - 4.3 \cdot 10^{-2} (W + h_{обв})^2 \sqrt[3]{q} \cdot x$	0,942
		треугольная	$V_{отн} = 65.2 - 2.5 \cdot 10^{-2} (W + h_{обв})^2 \sqrt[3]{q} \cdot x$	0,928
		сегментная	$V_{отн} = 83.8 - 3.3 \cdot 10^{-2} (W + h_{обв})^2 \sqrt[3]{q} \cdot x$	0,901

сечения выемок, соответственно в 1,7 раза для трапециевидной, треугольной и сегментной форм грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса.

Статистический анализ полученных результатов показывает, что относительный объем выброса из профильного сечения выемки характеризуется эмпирическими уравнениями в виде линейной зависимости от массовой влажности массива регулирующей высоты грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса, которые приведены в табл. 4.

Таким образом, впервые исследованиями установлена обобщающая параболическая закономерность изменения размеров сечения выемок зависящая от массовой влажности, высоты и формы грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса, абсолютные значения, которых приведены в табл. 1-3.

увеличением массовой влажности от 5 % до 30 % происходит снижение высоты от 3,5 м до 1,0 м, которое сопровождается снижением размеров выемок соответственно в 1,78 раза для трапециевидной; в 1,62 раза для треугольной и в 1,64 раза для сегментной формы грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса.

3. Полученные зависимости показывают, что при массовой влажности равной 5 % относительный объем выброса из профильного сечения выемки принимает максимальное значение и составляет соответственно 100 %, 58 % и 73 % для трапециевидной, треугольной и сегментной форм грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса.

4. Исследованиями установлено, что относительный объем выброса из профильного сечения выемок характеризуется в виде линейной зависимо-

сти от массовой влажности, высоты, формы грунтовой обваловки траншейных зарядов ВВ. Полученные зависимости также показывают, что трапеци-

видная форма грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса имеет наибольший относительный объем выброса из профильного сечения выемки.

Список литературы:

1. Норов Ю.Д., Носиров У.Ф., Уринов Ш.Р. Определение влияния угла обваловки грунта траншейных зарядов выброса на геометрические размеры выемок. Сборник «Промышленная безопасность и эффективность новых технологий в горном деле». М: Издательство МГГУ. 2001 г. с. 494–503.

УДК 622

© Шеметов П.А. 2005 г.

ВЛИЯНИЕ ЭКОНОМИЧЕСКИХ ФАКТОРОВ НА ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ГЕОРЕСУРСНОГО ПОТЕНЦИАЛА МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Шеметов П.А., начальник рудника Мурунтау Навоийского ГМК, канд. техн. наук

Возможности улучшения экономических показателей добычи для расширения границ разработки и снижения кондиций полезного ископаемого в недрах только за счет технологических мероприятий ограничены. Для этого целесообразно использовать также другие направления, основанные, в частности, на особенностях формирования себестоимости добычи и фонда развития производства.

Такое отложенное использование некондиционного полезного ископаемого, накопленного на складах, является своеобразным механизмом перераспределения затрат на добычу руды во времени, что следует использовать при планировании освоения месторождения.

Другим проявлением особенности формирования себестоимости добычи является ее взаимосвязь с коэффициентом вскрыши, который, в свою очередь, зависит не только от объемов вскрышных работ, но и от количества извлекаемых балансовых запасов. А поскольку эти запасы непосредственно связаны с кондициями на полезное ископаемое, то путем их изменения представляется возможным регулировать коэффициент вскрыши и, следовательно, себестоимость добычи руды.

Фонд развития производства обеспечивает поддержание производственной мощности горно-перерабатывающего комплекса на заданном уровне. При недостатке этого фонда предприятие не в состоянии выполнять производственную программу, поэтому он должен иметь вполне обоснованную величину. Его формирование зависит как от налоговой политики государства, так и от экономических показателей работы горно-перерабатывающего комплекса.

Существенной частью себестоимости добычи руды являются удельные затраты на ведение вскрышных работ, характеризующиеся коэффициентом вскрыши, который непосредственно зависит от глубины карьера и количества товарной руды в его контурах (рис. 1). Эти взаимосвязи предложено использовать для управления себестоимостью добычи. Сущность такого предложения заключается в

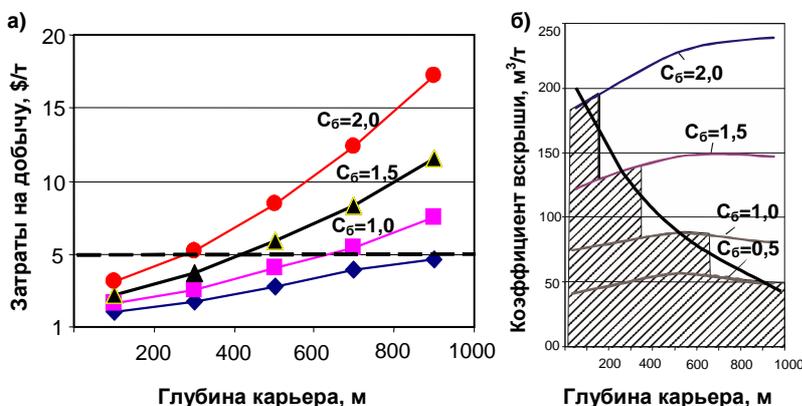


Рис. 1. Зависимость затрат на добычу и коэффициента вскрыши от глубины карьера
— — допустимая себестоимость

Особенность формирования себестоимости добычи основана на действующих нормативных документах, согласно которым в ее состав включаются все текущие затраты на разработку балансовых запасов руды. В результате такого подхода на месторождениях сложного строения к вскрышным работам относятся не только работы по удалению пустой породы, но и работы по попутному извлечению некондиционного полезного ископаемого. Это полезное ископаемое будет вовлечено в переработку на определенной стадии освоения месторождения, но на складах оно хранится с нулевой стоимо-

том, что рост себестоимости добычи по мере увеличения глубины карьера компенсируется уменьшением коэффициента вскрыши за счет увеличения количества товарной руды в результате снижения бортового содержания. Предпосылками для такой компенсации являются: прямая линейная взаимосвязь себестоимости добычи руды с коэффициентом вскрыши; обратная параболическая взаимосвязь количества товарной руды с бортовым содержанием; особенности строения месторождения с характерным распределением содержания золота в горизонтальных и вертикальных сечениях. В частности, исследованиями установлено, что при глубине карьера 200, 400 и 600 м для поддержания себестоимости добычи на уровне $\sim 4,5 \div 5,0$ \$ США/т

ных издержек на руду, поставляемую для переработки. При этом происходит своеобразное перераспределение затрат на добычу между периодами с благоприятными и неблагоприятными условиями ведения горных работ. Следствием же этих действий является цикличное снижение содержания в перерабатываемой руде. Одновременно возникает ситуация, когда из недр в виде вскрышных пород извлекается рудная масса, содержание в которой равно или несколько ниже содержания в забалансовой руде, отгружаемой со склада на переработку. Следовательно, такую рудную массу, извлекаемую из карьера, целесообразно перевести в разряд товарной руды, снизив бортовое содержание и соответственно увеличив балансовые запасы. Увеличе-

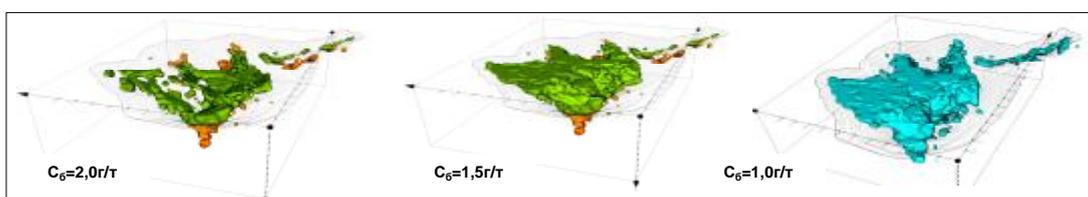


Рис. 2. Увеличение запасов руды при разном бортовом содержании

бортовое содержание с 2,0 г/т должно быть снижено соответственно до 1,5 г/т, 1,0 г/т и 0,5 г/т (рис. 1, а). В результате коэффициент вскрыши уменьшится с 1,8 до $0,5 \text{ м}^3/\text{т}$ (рис. 1, б).

При открытой разработке месторождений сложного строения компенсирующий эффект при управлении себестоимостью добычи усиливается следующим образом. В процессе отработки месторождения из недр извлекается забалансовая руда, количество которой увеличивается по мере расширения границ карьера и вовлечения в разработку краевых участков залежей. С течением времени производи-

ние запасов руды при разном бортовом содержании представлено на рис. 2. Тогда компенсация роста производственных издержек будет происходить еще и за счет уменьшения коэффициента вскрыши. Наличие обратной параболической взаимосвязи между бортовым содержанием и запасами руды усиливает компенсирующий эффект. В итоге производственные издержки будут снижены, разработка месторождения – продолжена, а через некоторое время компенсирующий цикл будет повторен, но с уменьшением содержания в рудной массе, вовлекаемой в переработку.

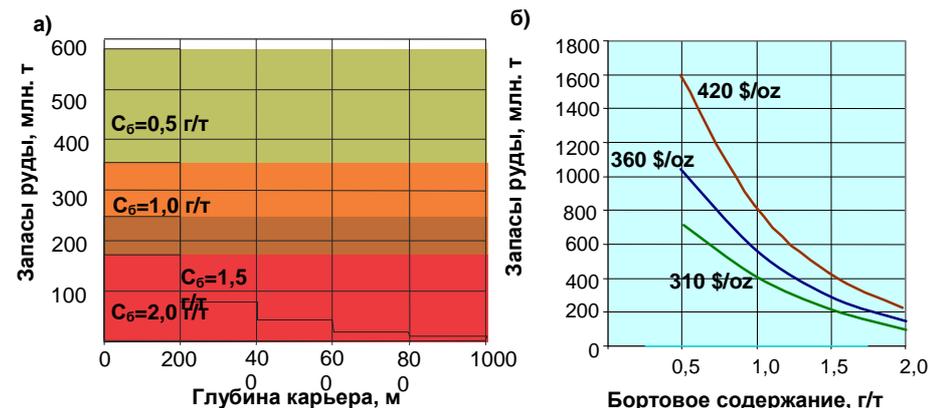


Рис. 3. Зависимости изменения запасов руды на горизонтах (а) и в целом по карьеру (б) при разных бортовом содержании и цене золота

тельность карьера по товарной руде уменьшается, а компенсация этого уменьшения происходит забалансовой рудой со складов с нулевой стоимостью. В результате происходит снижение производствен-

На рис. 3 представлены зависимости изменения запасов руды на горизонтах (а) и в целом по карьеру (б) при разных бортовом содержании и цене золота. Например, при цене золота 420 \$ США/oz при снижении бортового содержания с 2,0 г/т до 1,0 г/т запасы руды увеличиваются с 230 млн. т до 800 млн. т.

Таким образом, при открытой разработке крутопадающих месторождений сложного строения неизбежно вовлечение в переработку забалансовой руды, содержание в которой будет закономерно снижаться по мере увеличения глубины карьера. При этом такое вовлечение будет происходить циклично по схеме «Определение эксплуата-

ционных кондиций на полезное ископаемое – складирование забалансовой руды - падение производительности карьера по руде - компенсация падения производительности забалансовой рудой со складов – корректировка кондиций на полезное ископаемое

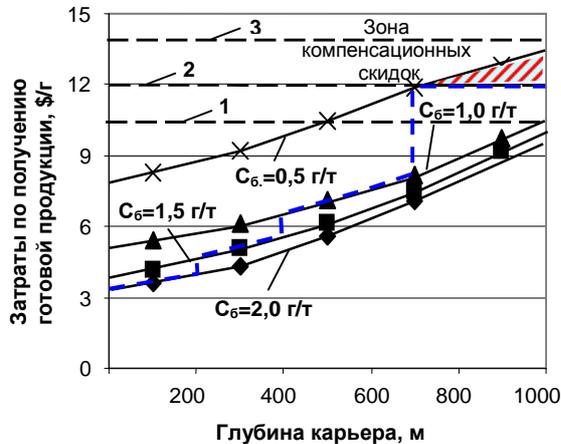


Рис. 4. Зависимость затрат на получение готовой продукции от глубины карьера при разном бортовом содержании: — — — - этапы перехода от одного содержания к другому; 1, 2, 3 – предельные затраты на получение готовой продукции при цене золота 310, 360 и 420 \$/oz

– увеличение балансовых запасов – уменьшение коэффициента вскрыши – продолжение работы карьера». Продолжительность таких циклов определяется расчетами для каждого конкретного месторождения. Естественно, что целесообразность применения компенсационного метода управления себестоимостью добычи следует оценивать фактическими затратами на получение готовой продукции в системе «карьер – завод».

Доля дохода, остающаяся в распоряжении предприятия и являющаяся фондом развития производства, должна быть достаточной для поддержания его мощности. Этот фонд уменьшается по мере роста производственных издержек из-за увеличения глубины карьера. В результате наступит момент, когда предприятие не сможет поддерживать свои производственные мощности и прекратит существование. Но он может быть сохранен на необходимом уровне с помощью еще одного компенсационного инструмента – скидков с платы за пользование недрами. Этот инструмент широко используется в мировой практике для стимулирования освоения месторождений полезных ископаемых, находящихся в сложных горно-геологических условиях или имеющих пониженное качество, когда государство целенаправленно уменьшает плату за пользование недрами с тем условием, что за счет этого предприятие увеличит долю дохода, направляемую на развитие производства.

В рассматриваемом случае величину таких скидков целесообразно устанавливать дифференцированно, увязав их с ростом затрат на получение готовой продукции по мере понижения содержания в

перерабатываемой руде. В этом случае скидки компенсируют влияние понижения содержания в перерабатываемой руде на фонд развития производства. Применение такого компенсирующего инструмента предусматривает следующий порядок действий: установление зависимости производственных издержек на получение готовой продукции от глубины карьера для разного бортового содержания; определение минимального размера фонда развития производства: определение уровня производственных издержек, соответствующего минимальному размеру фонда развития производства; определение времени начала компенсирующего воздействия; разработка графика скидков с платежей за пользование недрами; корректировка графика производственных издержек с привязкой к глубине карьера; использование полученного графика для определения предельных характеристик добываемой руды.

Естественно, что после этого возникает вопрос о предельных границах карьера, ответ на который может быть получен с большими оговорками. Тем не менее, логически обоснованным представляется следующий вариант, предполагающий ведение открытых горных работ до тех пор, пока производственные издержки на получение продукции не сравняются с доходом от её реализации. Такая ситуация оправдана на стадии доработки запасов в последние 8-10 лет, когда затрат на поддержание мощности предприятия практически не требуется. Для этой стадии в расчетах целесообразно принять нулевой размер платежей за пользование недрами. Тогда использование откорректированного графика производственных издержек (рис. 4) позволяет определить предельное бортовое содержание в товарной руде на последнем этапе существования карьера (интервал глубин 900÷1000 м). В частности, для карьера Мурунтау установлено, что при цене золота 420 \$ США/oz это содержание составляет 0,5 г/т, а соответствующее ему среднее содержание в добываемой руде 1,4 г/т. При таких параметрах руды практически вся (97 %) рудная масса, извлекаемая в процессе развития карьера, может быть переработана.

Для установленного предельного содержания в руде и глубины карьера 1000 м определяются его границы. При этом конструктивные параметры борта рассчитываются с учетом уменьшения запаса его устойчивости по мере увеличения глубины разработки. В результате объем горной массы в контуре карьера составляет 510 млн. м³, объем руды с бортовым содержанием 1,0 г/т – 560 млн. т, а 0,5 г/т – 1070 млн. т, что соответственно в 1,4 и 1,5 раза больше по сравнению с карьером 4-ой очереди.

Таким образом, повышение эффективности использования георесурсного потенциала за счет расширения границ открытой разработки и снижения кондиций на полезное ископаемое в недрах предполагает решение таких вопросов, как управление себестоимостью добычи и фондом развития производства.

ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ ВНУТРЕННЕГО ОТВАЛООБРАЗОВАНИЯ НА КАРЬЕРАХ НАВОИЙСКОГО ГМК

Рубцов С.К., начальник лаборатории технологии и механизации открытых горных работ ВНИПИпромтехнологии, канд. техн. наук; **Иоффе А.М.**, начальник лаборатории разработки месторождений ВНИПИпромтехнологии, канд. техн. наук; **Шеметов П.А.**, начальник рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук

Решению задач совершенствования технологии открытых горных работ, в частности, применения внутреннего отвалообразования на крутопадающих месторождениях, уделяется большое внимание в научных исследованиях. К настоящему времени такая технология не только теоретически обоснована [1, 2], но и практически внедрена на ряде карьеров [3, 4]. Технология с применением внутреннего отвалообразования может быть использована на действующих и проектируемых карьерах Навоийского ГМК. Это позволит сократить расстояние перевозок горной массы, увеличить генеральные углы бортов, предотвратить резкое увеличение себестоимости добычи руды, улучшить ситуацию с охраной окружающей среды и увеличить предельную глубину разработки месторождений открытым способом.

Рассмотрим возможность применения технологии с внутренним отвалообразованием для карьера Даугызтау. Производительность карьера определена исходя из общей производственной мощности, соотношения запасов двух месторождений Кокпатас-Даугызтау и их горнотехнических возможностей. Срок его отработки с учетом развития и затухания составляет 15 лет. Годовая производительность карьера составляет: по добыче сульфидной руды – 4680 тыс. т; по вскрыше – 4130 тыс. м³; по горной массе – 5800 тыс. м³.

Оценивая проектные решения по технологии ведения горных работ в карьере Даугызтау, имеющем вытянутую форму в плане по простиранию до 2,0 км, представляется целесообразным в качестве перспективного технологического решения рассмотреть и проработать варианты оптимизации развития горных работ с внутренним отвалообразованием.

Анализом существующих исследований по рассматриваемой технологии [5] представляется возможным, применительно к карьере Даугызтау, воспользоваться зависимостью (рис. 1.) эффективности способа разработки с интенсификацией работ на нижних горизонтах при последующем внутреннем отвалообразовании от глубины перехода H_0 к опе-

режающему развитию горных работ в одном из торцов (или по торцам) вытянутого в плане карьера. Область применения способа достаточно широка и ограничена значениями глубины карьера $60 < H < 300$ м.

График 1 на рис. 1. представляет собой зависимость эффективности варианта развития горных работ $[IRR=f(H_0)]$ с одновременным ведением вскрышных работ на различных по глубине горизонтах от глубины перехода H_0 к опережающему

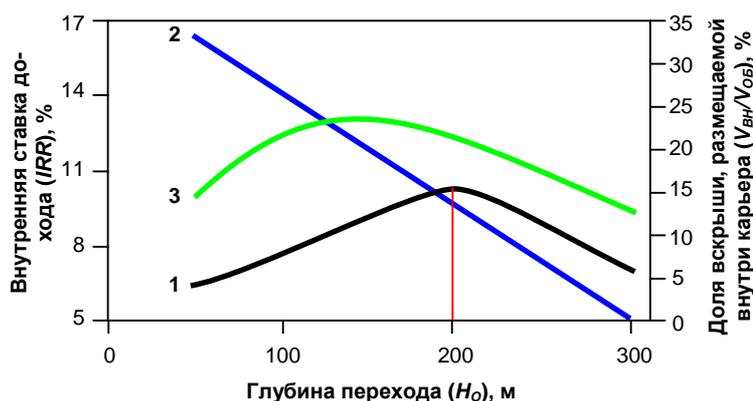


Рис. 1. Зависимости эффективности разработки (IRR) и доли вскрыши ($V_{вн}/V_{об}$), размещаемой внутри карьера, от глубины перехода к интенсивной отработке одного из участков карьерного поля: IRR – внутренняя ставка дохода; $V_{вн}$ – объем внутренних отвалов на опережающих участках горных работ, м³; $V_{об}$ – общий объем вскрыши в контурах карьера, м³

развитию горных работ в одном из торцов карьера (при конечной глубине карьера $H_k \leq 300$ м). График 2 – зависимость $V_{вн}/V_{об} = f(H_0)$. График 3 – зависимость $IRR=f(H_0)$ при уменьшении коэффициента вскрыши $K_{вск}$ на опережающем участке горных работ в 2 раза.

Переход к интенсивной отработке одного из участков карьера в ранние периоды его эксплуатации позволяет быстро приступить к складированию вскрыши во внутренние отвалы, приблизив тем самым по времени эффект от сокращения расстояния, транспортирования вскрышных пород, увеличить объемы вскрыши, размещаемые внутри карьера до 30 % (график 2 на рис. 1). Результаты исследования, приведенные в работе [5], свидетельствуют о

том, что экономически целесообразно размещать не менее 20 % общего объема вскрышных пород в контурах карьера. Как видно из графиков, увеличить объем вскрышных пород, размещаемых внутри карьера до 30 %, можно за счет факторов, благоприятно влияющих на выбор местоположения опережающего участка интенсивной отработки и, как следствие, глубины перехода к внутреннему отвалообразованию. В частности, одним из таких факторов является снижение $K_{вскр}$. При уменьшении на опережающем участке интенсивного ведения горных работ $K_{вскр}$ в 2 раза (график 3 на рис. 1.) эффективность такого варианта возрастает на 25 % по сравнению с вариантом характеризуемым графиком 1 на рис. 1. В связи с этим, актуальными являются технические решения по оптимизации конструктивных параметров постановки бортов карьера в предельное положение, ширины предохранительных и транспортных берм, рабочих площадок, схемы вскрытия и т.п.

Из анализа результатов исследований вариантов технологии горных работ с внутренним отвалообразованием, сделаны выводы:

- рациональная глубина перехода к интенсивному понижению горных работ на одном из участков карьера соответствует текущей глубине карьера, при которой его контуры со стороны лежачего и висячего боков залежи достигают своих предельных положений в плане;

- в этом случае оптимальный объем вскрыши, размещаемый во внутренние отвалы, составляет не менее 20 % от общего объема вскрышных пород в контурах карьера;

- рациональная глубина перехода к внутреннему отвалообразованию находится в пределах 100-200 м.

Изложенные результаты и выводы явились теоретическими предпосылками исследования и технико-экономической оценки вариантов горных работ в карьере Даугызтау с внутренним отвалообразованием. Целевым назначением и сущностью предлагаемых схем развития горных работ является создание на флангах (торцах) карьера участков с интенсивным понижением горных работ (так называемых пионерных карьеров-предотвалов) для быстрого создания отвальных площадок, с которых начинается формирование внутренних отвалов.

Для достижения обозначенной цели разработан календарный график ускоренного развития горных работ с учетом выдачи из карьера запланированных объемов руды необходимого качества (табл.).

В соответствии с календарным графиком горных работ, начиная с 2005 г., создаются на флангах карьера два участка: участок Южный «Ю» и участок Северный «С» с конечной глубиной соответственно 90 и 120 м, при этом разработка карьера осуществляется в несколько этапов.

Этап I. Формирование по флангам карьера участков «Ю» и «С» с целью создания пионерных отвалов (предотвалов), с площадок которых начинается внутреннее отвалообразование в подготовленные площади-объемы. Этот период отработки месторождения характеризуется малой скоростью продвижения фронта горных работ в горизонтальном направлении и большой скоростью их понижения.

Этап II. Доработка участков «Ю» и «С». Этот период (этап) наступает после завершения полной углубки участков до нижней границы карьера и ускоренным продвижением фронта горных работ в горизонтальном направлении к Центральному участку карьера (участок «Ц») и отсыпкой внутренних отвалов.

Этап III. Отработка участка «Ц». Этот период (этап) характеризуется меньшей скоростью понижения горных работ и доработкой оставшихся объемов горной массы.

До момента достижения карьером глубины + 240 м на участке «Ю» (формирование отвальных площадок) и глубины + 210 м на участке «С» (формирование отвальной площадки) горные работы ведутся вдоль простирания рудной залежи с размещением породы во внешние отвалы. После достижения горными работами указанных глубин на торцах карьера осуществляется интенсивное понижение дна участков до его конечной глубины. На Центральном участке интенсивность его отработки снижается, что обусловлено необходимостью соблюдения графика выдачи из карьера запланированных объемов руды необходимого качества (сохранения).

Отработка перечисленных участков осуществляется как продольными, так и поперечными заходами.

Благодаря предложенной организации ускоренного развития горных работ в 2006 г. на участке «Ю» (гор. + 240 м) и в 2009 г. на участке «С» (гор. + 210 м) карьера Даугызтау формируются отвальные площадки пионерных отвалов, с которых ведется заполнение отработанных площадей внутренними отвалами. Таким образом, до 2006 г. вскрышные породы карьера с гор. + 280 ÷ + 320 м вывозятся во внешние отвалы. С 2006 г. начинается технологический процесс внутреннего отвалообразования на участке «Ю», с 2009 г. – на участке «С». Вскрышные породы с участка «Ц» вывозятся на участок «С». Вслед за созданием отвальных площадок осуществляется последовательное формирование внутренних отвалов. Минимальная ширина отвальной площадки $B_{m.o}$ на горизонте разгрузки автосамосвалов, обуславливающая и обеспечивающая безопасное начало и производство работ по отсыпке выше-расположенного яруса отвала, определяется по формуле [5]:

$$B_{m.o} = l_{\bar{o}} + \frac{H_{я.o}}{tg\alpha_{я.o}} + l_{min.o} = 94 \text{ м}$$

где $l_{\bar{o}}$ – безопасное расстояние между нижней бровкой обрабатываемого горизонта и нижней бровкой яруса отвала ($l_{\bar{o}}=50 \text{ м}$);

$H_{я.o}$ – высота отсыпаемого яруса отвала ($H_{я.o}=30 \text{ м}$);

$\alpha_{я.o}$ – угол откоса яруса отвала ($\alpha_{я.o}=38^{\circ}$).

Таблица

Календарный график развития горных работ на флангах карьера Даугызтау

Горизонт	Горная масса, т. м ³	Сульфидная руда, т. т	Вскрыша, т. м ³	2006 г.			2007 г.			2008 г.		
				Горная масса, т. м ³	Сульфидная руда, т. т	Вскрыша, т. м ³	Горная масса, т. м ³	Сульфидная руда, т. т	Вскрыша, т. м ³	Горная масса, т. м ³	Сульфидная руда, т. т	Вскрыша, т. м ³
290	250,0	0,0	250,0	250,0		250,0						
280	586,5	0,0	586,5	586,5		586,5						
270	4761,2	1507,6	4580,2	1532,2	507,6	1351,2	2000,0	1000,0	2000,0	1229,0	1229,0	
260	4171,0	2997,0	3238,0	1550,0	2000,0	836,0	1120,0	412,7	972,0	700,0	700,0	
250	3059,6	4495,1	1454,6	981,0	1700,0	374,0	900,0	2100,0	150,0	1178,6	695,1	
240	4743,0	4543,4	2764,0	600,0	472,4	431,0	900,0	500,0	365,0	1286,0	2000,0	
230	5032,7	4837,3	3307,7	300,3		300,3	500,0	667,3	262,0	589,4	1100,0	
220	5015,0	3989,9	3542,0				380,0		380,0	460,0	484,9	
210	4174,0	3671,0	2857,0							357,0	400,0	
200	3787,0	3140,0	2764,0									
190	4573,0	3690,0	3270,0									
180	3264,0	2778,0	2267,0									
170	1855,0	1497,0	1302,0									
160	1467,0	1184,0	1052,0									
150	876,0	707,0	627,0									
140	734,0	592,0	526,0									
130	600,0	484,0	428,0									
120	480,0	388,0	341,0									
110	110,8	225,0	29,8									
Итого	49539,8	40720,3	35186,6	5800,0	4680,0	4128,0	5800,0	4680,0	4129,0	5800,0	4680,0	4129,0

Горизонт	2009 г.			2010 г.			2011 г.		
	Горная масса, т. м ³	Сульфидная руда, т. т	Вскрыша, т. м ³	Горная масса, т. м ³	Сульфидная руда, т. т	Вскрыша, т. м ³	Горная масса, т. м ³	Сульфидная руда, т. т	Вскрыша, т. м ³
260	801,0	584,3	730,0						
250									
240	1957,0	1571,0	1396,0						
230	1120,0	1024,0	754,0	2523,0	2040,0	1795,0			
220	1181,0	1100,0	739,0	1369,0	1100,0	977,0	1652,0	1305,0	1159,0
210	746,0	800,0	460,0	989,0	800,0	704,0	1511,0	1210,0	1070,0
200				827,0	740,0	653,0	1100,0	900,0	779,0
190							989,0	800,0	704,0
180							579,0	465,0	413,0
170									
Итого	5805,0	5079,3	4079,0	5708,0	4680,0	4129,0	5804,0	4680,0	4125,0

Горизонт	2012 г.			2013 г.			2014 г.		
	Горная масса, т. м ³	Сульфидная руда, т. т	Вскрыша, т. м ³	Горная масса, т. м ³	Сульфидная руда, т. т	Вскрыша, т. м ³	Горная масса, т. м ³	Сульфидная руда, т. т	Вскрыша, т. м ³
210	517,0	461,0	409,0						
200	1860,0	1500,0	1332,0						
190	1488,0	1200,0	1066,0	2096,0	1690,0	1500,0			
180	1181,0	1100,0	777,0	1504,0	1213,0	1077,0			
170	519,0	419,0	345,0	1336,0	1078,0	957,0			
160				865,0	698,0	620,0	602,0	486,0	432,0
150							876,0	707,0	627,0
140							734,0	592,0	526,0
130							600,0	484,0	428,0
120							480,0	388,0	341,0
110							110,8	225,0	29,8
Итого	5619,0	4680,0	3929,0	5801,0	4679,0	4154,0	3402,8	2882,0	2383,8



Транспортирование породы во внешний отвал



Транспортирование породы во внутренний отвал «Ю»



Транспортирование породы во внутренний отвал «С»

Максимальная длина яруса определяется исходя из технологических условий горных работ и ограничений: размеры площадки не позволяют дальнейшего наращивания высоты отвала без продвижения фронта работ в горизонтальном направлении, либо продвижения нижнего яруса отвала. В нашем конкретном случае длина нижнего яруса отвалов

до предельной высоты и в полном объеме. В заключительной стадии отработки карьера выезд на поверхность осуществляется по петлевой трассе, проложенной в центральной части Восточного борта.

Расчет экономической эффективности технологии горных работ с внутренним отвалообразованием выполнен путем сравнения основных вариантов отработки карьера с внешним отвалообразованием. На основании определяемых проектом и предлагаемым вариантом календарных графиков распределения объемов горной массы, вскрыши и руды с использованием стоимостных показателей разработки карьера и схемы его вскрытия построены графики распределения во времени эксплуатационных затрат по сравниваемым вариантам (рис. 2 и 3).

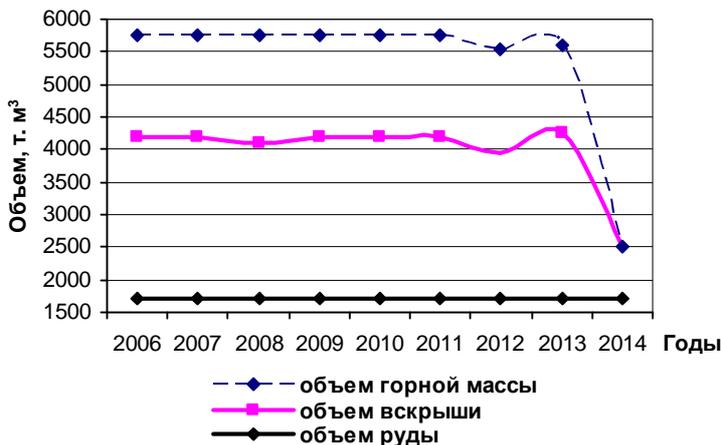


Рис. 2. Распределение проектных объемов горной массы по годам эксплуатации



Рис. 3. Распределение эксплуатационных затрат по сравниваемым вариантам

ограничена размерами участка «Ц», на котором горные работы согласно календарному плану начнутся только в 2012 г., поэтому длина нижнего яруса ограничена на участке «Ю» - 500 м, для участка «С» - 1000 м. В результате исследований установлены параметры отсыпки внутренних отвалов для участков «Ю», «С», и «Ц».

Вскрышные породы с участка «Ц» (третий этап) вывозятся на внутренний отвал участка «С», транспортирование породы осуществляется по транспортным бермам гор. + 210 м, гор. + 240 м и гор. + 270 м и временным съездам. К моменту завершения работ по центральной части карьера, внутренние отвалы участков «Ю» и «С» будут сформированы

Расчетные технико-экономические показатели функционирования экскаваторно-автомобильных комплексов по проектным решениям отработки карьера Даугызтау с транспортировкой вскрыши во внешние отвалы и по предлагаемому варианту отработки карьера с размещением части объемов вскрыши в отработанное пространство (внутреннее отвалообразование) показывают, что при внутреннем отвалообразовании: значительно сокращается расстояние транспортирования вскрыши (на 1,1 км); сокращается число автосамосвалов, работающих с одним экскаватором с 7-15 шт. до 5-10 шт.

Внедрение на карьере Даугызтау технологии внутреннего отвалообразования позволяет получить годовой экономический эффект в размере 608 тыс. долл. США по сравнению с проектными решениями. При этом в пределах Южного участка возможно разместить 10 млн. м³ вскрышных пород, Северного – 20 млн. м³.

Экономический эффект по эксплуатационным затратам в результате образования внутренних отвалов с 2006 по 2014 гг. можно ожидать в размере 5 млн долл. США (5474 тыс. долл.) без учета эффекта от уменьшения территорий, отчуждаемых под внешние отвалы.

В сравнительном аспекте карьеров Даугызтау и Мурунтау на основании анализа горнотехнических условий разработки карьера Мурунтау, современного состояния и проекта отработки, установлено, что в рассматриваемых условиях целесообразно применение технологии с внутренним отвалообразованием. Такое решение позволит улучшить технико-экономические показатели разработки месторождения за счет сокращения объема вскрышных работ в результате повышения угла откоса бортов. В этом случае на карьере возможно увеличение добычи руды за счет расширения границы горных работ.

В настоящее время созданы предпосылки для промышленной проверки технологии разработки глубоких горизонтов карьера Мурунтау с внутренним отвалообразованием. Такими предпосылками являются:

1. Появление свободных площадей по мере отработки карьера на западном фланге в результате оптимизации бортов карьера на основе компьютерных технологий проектирования.

2. Управление развитием горных работ ведется на основе математического моделирования, что дает возможность применить опережающую отработку отдельных зон карьера до полной отработки рудных тел.

3. Конфигурация месторождения.

В основу формирования нетрадиционных технологических схем разработки крутопадающего месторождения положено складирование вскрышных скальных пород в выработанное пространство карьерного поля в динамике его отработки. В связи с этим, разработана новая технологическая схема, которая включает в себя преимущества внутреннего отвалообразования – сокращение расстояния транспортирования вскрышных пород в отвал, основывающаяся на принципе этапности разработки и обеспечивающая внутреннее отвалообразование на первых порах разработки крутопадающего месторождения. Так, в результате реализации созданных компьютерных технологий на месторождении Мурунтау найдена оптимальная форма карьера. В связи с этим, рациональное развитие горных работ в настоящее время ведется в новых оптимальных контурах карьера, за которыми осталась значительная площадь внутри карьера на западном фланге, на котором можно разместить отвал вскрышных пород.

Северный борт занимает особое место при отработке месторождения, в связи с тем, что: рудное тело сформировано только в верхней части месторождения до гор. + 405 м и представлено рудами с выдержанным, но относительно низким содержа-

нием; породный массив выступает внутрь карьера и представляет собой обособленную часть карьера с индивидуальной схемой вскрытия, не имеющую транспортных связей с концентрационными горизонтами действующего комплекса циклично-поточной технологии. Низкосортная рудная масса доставляется автотранспортом на железнодорожный перегрузочный пункт, вскрышные скальные породы в отвал № 10, расположенный на Восточном борту карьера.

В данном случае, этот участок рассматривается как самостоятельная рабочая зона, из которой возможно вскрышные породы не транспортировать в отвал № 10 на расстояние 4,0 км, а вывезти на западный фланг карьера во внутренний отвал, организованный с гор. + 495 м на расстояние 1,5 ÷ 2,0 км, что позволит выполнить опережающую отработку данной зоны.

Следующим этапом организация внутреннего отвалообразования возможна на отработанных к этому времени площадях Северного борта карьера и первой рудной залежи.

На основании анализа установлено, что создание внутреннего отвала на первом этапе возможно со следующими параметрами: поверхность отвала создается в зоне карьера на гор. + 295 м, т.е. на 60 м ниже уровня земной поверхности; высота яруса – 480 м; угол откоса отвала 36° . Емкость внутренних отвалов на первом этапе составит 20,0 млн. м³; на втором этапе – 60,0 млн. м³; на третьем – 200,0 млн. м³, при этом возможно отказаться от внешнего отвалообразования.

Таким образом, полученные показатели технико-экономической эффективности внутреннего отвалообразования на карьерах Даугызтау и Мурунтау свидетельствуют о целесообразности разработки по такой технологии и других карьеров НГМК на месторождениях: Кокпатас (Южный-1; Восточный, Ближний-Приконтурный); Аджибугут, Мюntenбай, Высоковольное.

Список литературы:

1. А.с. 1155755 СССР E21C100. Способ открытой разработки крутопадающих месторождений. / А.Г. Шапарь, В.Т. Лашко, А.В. Романенко и др. Опубликовано 15.05.85. Бюл № 18.
2. Шапарь А.Г., Лашко В.Т., Романенко А.В. и др. Технология разработки глубоких карьеров с внутренним отвалообразованием, повышающая эффективность открытых работ. //Повышение эффективности капитальных вложений на глубоких карьерах: «Тезисы доклада». Всесоюзная научно-техническая конференция, Свердловск, 1987, с. 52-43.
3. Рекомендации по технологии отработки Анновского карьера СевГОКа с применением внутреннего отвалообразования /ИГТМ АН УССР – Днепропетровск: 1983. с. 43.
4. Шапарь А.Г., Лашко В.Т. и др. Открытая разработка крутопадающих месторождений с внутренним отвалообразованием. Научная думка, 1992.
5. Трубецкой К.Н., Пешков А.А., Мацко Н.А. Внутреннее отвалообразование на глубоких карьерах. Горный вестник № 1, 1997, с. 14-20.

РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ИНЖЕНЕРНОГО РАСЧЕТА ЭФФЕКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ГРУНТОВОЙ ОБВАЛОВКИ ТРАНШЕЙНЫХ ЗАРЯДОВ ВЫБРОСА

Уринов Ш.Р., старший преподаватель кафедры «Автоматика управления и информатика»; Норов Ю.Д., проректор по науке НГГИ, докт. техн. наук

Перспектива развития и совершенствование научно-технического прогресса в различных отраслях народного хозяйства стран СНГ связаны с широким внедрением энерго-ресурсосберегающих технологий, к ним в полной мере относятся и взрывные технологии. При отработке траншей, котлованов, удлиненных выемок на дневной поверхности эффективна взрывная подготовка. Она по всем технико-экономическим показателям выгодно отличается от традиционных технологий с использованием выемочно-погрузочного оборудования.

Вместе с тем, распространение взрывного способа проведения открытых горных выработок в различных грунтах сдерживается несовершенством методов управления действием траншейных зарядов выброса и явно недостаточной изученностью процесса взрывного образования открытых выемок заданного профиля в зависимости от ширины, высоты трапециевидной формы грунтовой обваловки, а также удельного расхода траншейных зарядов ВВ.

Решение этих вопросов является актуальной задачей и представляет несомненный научный и практический интерес.

Нами проводились опытно-промышленные взрывы для установления закономерностей образования удлиненных выемок в зависимости от ширины и высоты трапециевидной формы грунтовой обваловки, а также удельного расхода траншейных зарядов выброса, абсолютные значения которых приведены в табл. 1-2.

В результате статистической обработки данных (табл. 1, 2), получены зависимости массы заряда ВВ приходящейся на 1 м траншеи:

$$Q = 0,7 \cdot x^{0,2} \cdot q^{1,7} \cdot L^2 \cdot h_{обв}^2 \cdot l_{зар} \text{ кг.}, \quad (1)$$

где ξ – массовая влажность грунтовой обваловки, %;

$l_{зар}$ – длина взрывающей зарядной траншеи, м.

Коэффициент корреляции массы заряда и параметров грунтовой обваловки составил $0,83 \pm 0,09$.

Высота грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса, определяется по выражению:

$$h_{обв} = 3,1 \cdot \sqrt{A} \cdot \left(\sqrt[3]{q} \cdot \sqrt[5]{x} \right)^{-1} - K_A, \text{ м} \quad (2)$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет $0,88 \pm 0,011$:

$$h_{обв} = 3,5 \cdot \sqrt{B} \cdot \left(\sqrt[3]{q} \cdot \sqrt[5]{x} \right)^{-1} - K_B, \text{ м} \quad (3)$$

Корреляционное отношение и его погрешность для данного уравнения составляют $0,89 \pm 0,011$:

$$h_{обв} = 14,5 \cdot \sqrt{H} \cdot \left(\sqrt[3]{q} \cdot \sqrt[5]{x} \right)^{-1} - K_H, \text{ м} \quad (4)$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет $0,88 \pm 0,011$, где $K_A = -7,6 \div 8,0$; $K_B = 10,5 \div 11,0$; $K_H = 10,3 \div 10,5$ – коэффициенты учитывающие ширину выемки (A) по дну, верху (B) и глубину выемки (H).

Ширина грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса определяется по формуле:

$$L_{обв} = 4 \cdot \sqrt{A} \cdot \sqrt[3]{q} \cdot \sqrt[5]{x} - I_A, \text{ м} \quad (5)$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет величину $0,88 \pm 0,011$:

$$L_{обв} = 4,8 \cdot \sqrt{B} \cdot \sqrt[3]{q} \cdot \sqrt[5]{x} - I_B, \text{ м} \quad (6)$$

Корреляционное отношение и его погрешность для данного уравнения составляет $0,89 \pm 0,011$:

$$L_{обв} = 29 \cdot \sqrt{H} \cdot \sqrt[3]{q} \cdot \sqrt[5]{x} - I_H, \text{ м} \quad (7)$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет $0,88 \pm 0,011$, где $I_A = -4,0 \div 4,5$; $I_B = -4,8 \div 5,0$; $I_H = -27,0 \div 27,1$ – коэффициенты учитывающие ширину выемки по дну (A), по верху (B) и на глубину выемки (H).

Полученные в результате исследований формулы для инженерного расчёта эффективных параметров грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса в зависимости от ширины, высоты и массовой влажности грунтовой обваловки, а также удельного расхода траншейных зарядов выброса были положены в основу разработки специальной номограммы по методике [1]. По этой номограмме, схема которой приведена на рис. можно определить эффективные параметры – ширину и высоту грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса.

Практическое использование номограмм состоит в следующем. Для образования удлиненных выемок при ширине профильного сечения выемки (A)

по дну 40 м и удельном расходе ВВ равном 2,0 кг/м³ эффективные параметры - ширина и высота грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса

Таблица 1

Результаты изменения профильного сечения размеров выемки в зависимости от удельного расхода ВВ и ширины грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса

Номера опытных взрывов	Проектная глубина выемки H , м	Проектная ширина выемки		Проектный объём выброса V_n , м ³	Удельный расход ВВ q , кг/м ³	Масса заряда ВВ на один м траншеи Q , кг	Ширина грунтовой обваловки L , м	Глубина выемки H , м	Ширина выемки		Относительный объём выброса $V_{отн}$, %
		по дну A , м	по верху B , м						по дну A , м	по верху B , м	
1	2,3	40	54	108	2	216	17	2,30	33	46	81
2	2,4	40	55	114	2	228	19	2,53	37	46	83
3	2,5	40	55	119	2	238	21	2,73	41	54	86
4	2,7	40	56	130	2	260	23	2,86	42	55	88
5	3,0	40	58	147	2	294	24	2,85	42	55	90
6	3,1	40	59	153	2	306	25	2,60	41	54	85
7	3,2	40	59	158	2	316	26	2,50	40	53	79
8	3,2	40	59	158	3	474	17	2,50	34	48	79
9	3,4	40	60	170	3	510	17	2,60	35	49	62
10	3,4	40	60	170	3	510	19	2,82	41	55	71
11	3,4	40	60	170	3	510	21	3,00	44	58	81
12	3,6	40	62	184	3	552	22	3,00	44	58	93
13	3,6	40	62	184	3	552	24	2,90	43	57	83
14	3,5	40	61	177	4	708	16	2,85	39	49	75
15	3,5	40	61	177	4	708	17	3,00	45	55	83
16	3,4	40	60	170	4	680	19	3,16	49	59	92
17	3,3	40	60	165	4	660	20	3,20	50	60	100
18	3,3	40	60	165	4	660	23	3,12	48	59	83

Таблица 2

Результаты изменения профильного сечения размеров выемки в зависимости от удельного расхода ВВ и ширины грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса

Номера опытных взрывов	Проектная глубина выемки H , м	Проектная ширина выемки		Проектный объём выброса V_n , м ³	Удельный расход ВВ q , кг/м ³	Масса заряда ВВ на один м траншеи Q , кг	Ширина грунтовой обваловки L , м	Глубина выемки H , м	Ширина выемки		Относительный объём выброса $V_{отн}$, %
		по дну A , м	по верху B , м						по дну A , м	по верху B , м	
1	4	40	64	208	2	416	1	2,1	29	41	35
2	4,1	40	65	215	2	431	2	2,6	39	50,6	54
3	3,8	40	63	196	2	391	2,5	2,8	41	52,8	67
4	3,8	40	63	196	2	391	3	2,9	42	53,9	71
5	3,7	40	62	189	2	377	3,5	2,94	42	54	75
6	3,6	40	61	182	2	364	4	3,1	41	54	81
7	3,6	40	61	182	2	364	4	3	40	53	77
8	3,5	40	61	177	3	530	1	2,4	31	43	50
9	3,5	40	61	177	3	530	2	2,95	43	55	82
10	3,5	40	61	177	3	530	2,5	3,16	44	56	89
11	3,4	40	60	170	3	510	3	3,26	45	57	98
12	3,2	40	59	158	3	475	3,5	3,1	42	54	94
13	3,2	40	59	158	3	475	4	3,05	43	55	94
14	3	40	58	147	4	588	1	2,6	36	46	73
15	3,1	40	58	152	4	608	2	3,0	49	59	100
16	3,3	40	60	165	4	660	3	3,1	47	57	97
17	3,2	40	59	158	4	634	3,5	3,0	45	56	96
18	3,1	40	58	152	4	608	4	2,9	42	52	90

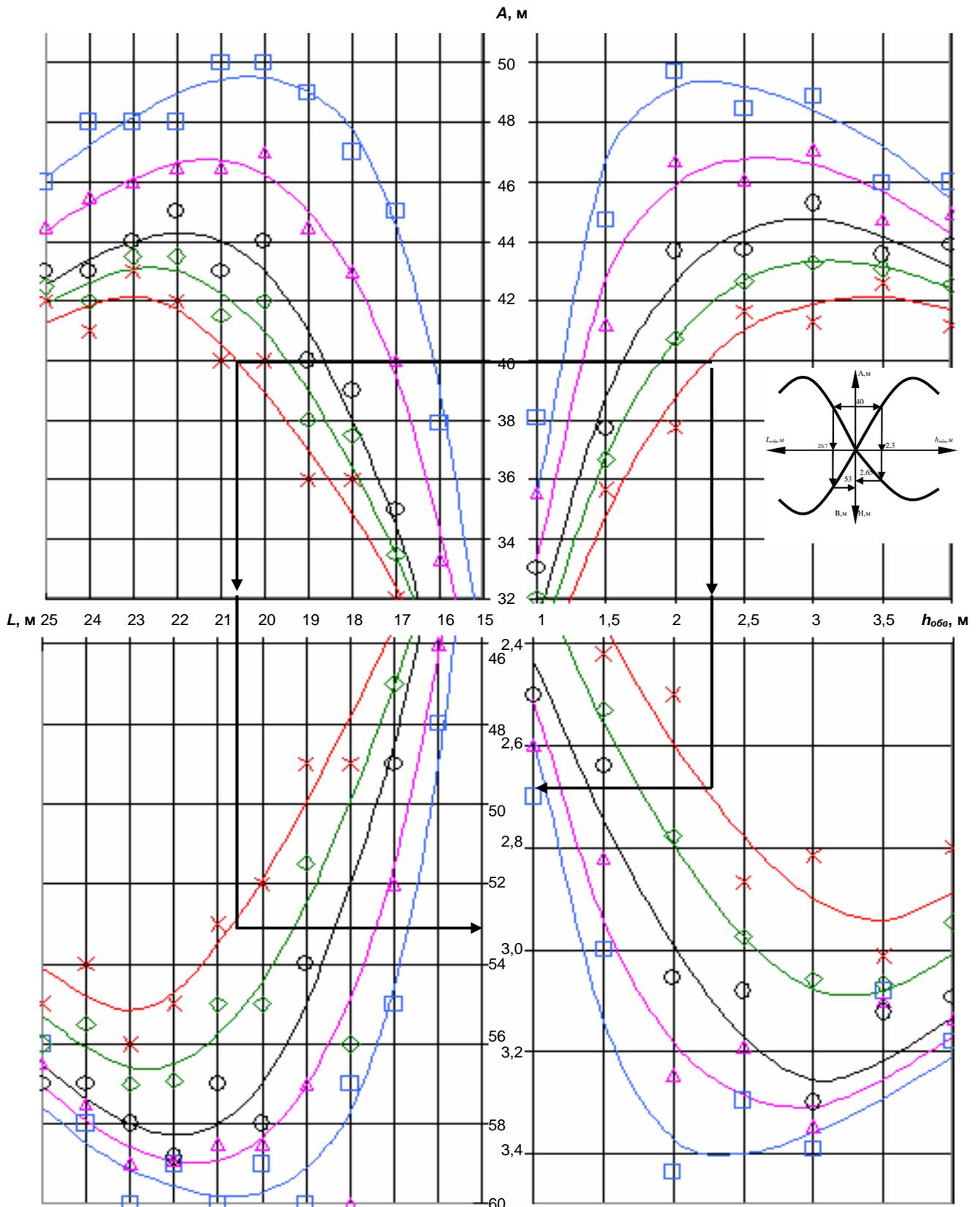


Рис. Номограмма к расчету эффективных параметров грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса при различных удельных расходах ВВ:

× - $q=2,0 \text{ кг/м}^3$; \diamond - $q=2,5 \text{ кг/м}^3$; \circ - $q=3,0 \text{ кг/м}^3$; \triangle - $q=3,5 \text{ кг/м}^3$; \square - $q=4,0 \text{ кг/м}^3$

составляют, соответственно, 20,7 м. и 2,2 м.

Затем определяем ширину профильного сечения по верху (B) и глубине выемки (H) при удельном расходе BV , равном 2 кг/м^3 , которая составляет соответственно 53,0 м и 2,65 м. Полученные эффективные параметры грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса, абсолютные значения которых приведены в табл. 1-2, хорошо согласуются с практическими данными при опытно-промышленных взрывах.

Выводы:

1. В результате опытно-промышленных взрывов разработана инженерная методика расчёта парамет-

ров грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса.

2. На основе выявленных зависимостей размеров профильного сечения выемок взрывами траншейных зарядов выброса разработана номограмма, позволяющая установить эффективные параметры грунтовой обваловки, которая хорошо согласуется с практическими результатами массовых взрывов на объекте «Строительство коллектора «Машанкул» ГО «Средазспецстрой».

Список литературы:

1. Хованский Г.С. Номография и её возможности. М.: Наука, 1977. с. 128.

УДК. 622.364:622.765.063.

© Аскарлов М.А., Хамидов Л.А., Ахтамов Ф.Э., Рахимов С.Н. .2005 г.

ОСНОВНЫЕ МЕТОДЫ И ПРОБЛЕМЫ ПЕРЕРАБОТКИ ФОСФОРИТОВЫХ РУД

Аскарлов М.А., зав. кафедрой «Металлургия и обогащение» НГГИ, канд. техн. наук; **Хамидов Л.А.**, магистр кафедры «Металлургия и обогащение» НГГИ; **Ахтамов Ф.Э.**, магистр кафедры «Металлургия и обогащение» НГГИ; **Рахимов С.Н.**, магистр кафедры «Металлургия и обогащение» НГГИ

В соответствии с решением Президента и Кабинета министров Республики Узбекистан возобновлены проектно - изыскательские работы на Джерой-Сардаринском месторождении фосфоритов [1, 2].

Фосфатные минералы по составу сходны с фторапатитом $\text{Ca}_{10}(\text{PO}_4)_6\text{F}_2$. От апатита фосфатные минералы отличаются тем, что в них изоморфно замещена часть фосфора углеродом или серой, а иногда в кристаллическую решетку входят гидроксильные группы [3].

В природе вначале образуются фосфатные минералы, в кристаллической решетке которых сосредоточиваются углерод и гидроксильные группы. Эти минералы имеют высокое содержание фосфатной части, растворяются в почвенных кислотах (так называемого лимоннорастворимого фосфата). Руды, содержащие такие минералы, используются в качестве удобрений в виде фосфоритной муки. Мощные толщи верхних слоев месторождений воздействуют на фосфатные минералы высоким давлением и температурой, при этом фосфатное вещество обогащается фосфором за счет вытеснения части углерода и гидроксильных групп, а фторкарбонатапатит (фосфорит) переходит во фторапатит (апатит) [2, 5]. Кальциевые фосфаты ($F > 3\%$) с изоморфизмом $\text{CO}_3^{2-} \rightarrow \text{PO}_4^{3-}$ фторкарбонат апатиты (франколиты) имеют наибольшее распространение в фосфоритовых месторождениях; их формулы - $\text{Ca}_{10-n/2}(\text{PO}_4)_6 \cdot n \cdot (\text{CO}_3)_n \text{F}_2$, где n - число атомов фосфора, замещенных углеродом. Фосфор фторкарбонатапатитов замещается также серой по схеме $\text{SO}_4^{2-} \rightarrow \text{PO}_4^{3-}$ с об-

разованием сульфатзамещенного фосфата типа $\text{Ca}_{9,5}\text{P}_5\text{SO}_{24}\text{F}_2$.

Самостоятельную группу фторкарбонатапатитов образуют фторгидроксилкарбонатапатиты типа $\text{Ca}_{10}(\text{PO}_4)_6 \cdot n (\text{F}, \text{OH})_2$, в которых часть фтора замещена гидроксильной группой по схеме $\text{OH}^- \rightarrow \text{F}^-$. Такие фосфориты составляют месторождение ракушечных фосфоритов Прибалтики [3, 4].

В фосфоритах кроме фосфатного вещества содержатся минералы: 1) терригенного характера (отвечающие составу среды, в которой образовались фосфориты); 2) аутогенного происхождения; 3) продукты, образующиеся в процессе превращений фосфоритов.

К первой группе минералов относятся кварц и полевые шпаты. В желваках фосфоритов кварца содержится до 50-75 %, размер зерен-0,15 (0,5) мм. Ко второй группе минералов относятся глауконит, кальцит, доломит, халцедон, органическое вещество и некоторые радиоактивные минералы. Глауконит $[(\text{K}, \text{Na}) (\text{Fe}^{3+}, \text{Al}, \text{Mg})_2 (\text{Si}, \text{Al})_4 \text{O}_{10} (\text{OH})_2]$ содержится в платформенных фосфоритах, размер зерна от 0,01 до 0,5 мм. Кальцит CaCO_3 пронизывает фосфатную массу платформенных фосфоритов, цементируя вместе с фосфатом терригенные минералы. Доломит $\text{MgCO}_3 \cdot \text{CaCO}_3$ в рудах Каратау и Кызылкумов присутствует в виде тонкокристаллических зерен, размером 0,01-0,5 мм, образуя основную массу цемента в фосфате. Халцедон SiO_2 содержится в пластовых фосфоритах в виде пыли размером в несколько микрометров или цемента, скрепляющего зерна фосфата. Органическое вещество состоит

из битумов, гуминовой кислоты и остаточного угля. В небольших количествах содержатся пирит FeS_2 , сидерит $FeCO_3$, шамозит Fe^{2+} , $Al[Si_3AlO_{10}(OH)_6 \cdot nH_2O]$. Третья группа минералов представлена бурым железняком, гипсом, вторичными карбонатами кальция (кальцит, арагонит), апатитом, тремолитом и др. [3, 5, 6]. Химический состав фосфатных руд месторождений стран СНГ представлен в табл.

При наличии в фосфоритах крупного кварца их обогащают методом избирательного измельчения. Мягкий фосфат легко измельчается, переходя в мелкозернистый продукт, а кварц концентрируется в крупнозернистом. Фосфатная часть отделяется от кварца грохочением. Метод опробован на рудах Полпинского и Кингисеппского месторождений, однако промышленного применения не нашел.

Промывка руд применяется для обогащения желваковых фосфоритов. При промывке осуществляется дезинтегрирование глинистого материала, цементирующего желваки фосфата. Для промывки применяют бутары, скрубберы, корытные мойки, промывочные башни, классификаторы. Расход воды составляет от 1 до 6 м³ на 1 т руды.

зана возможность удаления магнитной сепарацией глауконитов из пульпы, поступающей на флотацию, в результате возрастает извлечение P_2O_5 в концентрате на 2 % без снижения его качества [6]. При электростатической сепарации используется способность минералов приобретать электрические заряды. В электростатическом поле при напряжении 60-90 кВ траектории падения частиц отклоняются у кварца в одну сторону, а у фосфата – в другую. Работами А.И. Ангелова, Ю.Н. Набилина, выполненными в ГИГХСе и на опытно – промышленной установке ПО «Фосфорит», показана возможность доводки флотационных концентратов по содержанию P_2O_5 с 26 до 32-34 % при выходе 60 % и извлечении до 70 % от операции. Такой концентрат пригоден для химической переработки с получением различных видов минеральных удобрений [4, 6].

В зарубежной практике электростатическую сепарацию применяли при обогащении фторидской руды (США).

Термическое обогащение (обжиг). В мировой практике обогащения фосфатных руд широкое распространение получило термическое обогащение. В

Таблица

Химический состав фосфатных руд месторождений стран СНГ

Типы фосфоритов	Литогенетические разновидности	Месторождение	Содержание, %					
			P_2O_5	SiO_2	CO_2	MgO	Fe_2O_3	Al_2O_3
Оолитово-зернистые (микрозернистые)	Глинисто-кремнистые	Джанатас, Коксу	7-15	30-60	5-7	0,5-4	1-2	3-4
	Мономинеральные	Джанатас, Кокджон	28-32	6-12	3-7	0,5-3	1-2	0,5-1
	Карбонато-кремнистые	Джанатас, Аксай	21-26	10-20	5-10	2-5	1,5-2	0,5-2
Афанитовые	Карбонатные	Белкинское, Хубсугульское	10-29	9-27	10-20	4-7	1-2	1-5
Зернистые и ракушечные	Песчаные	Гулиобские	5-15	50-70	0,5-6	0,5-2	1-3	3-5
	Карбонато-песчаные	Кингисеппское	6-7	70-80	20-30	1-2	0,5-2	0,5-1
	Песчаные, кварцевые	Маарду, Тоолсе	10-12	60-65	1-2	0,5-1	1-2	1-2
Желваковые (конкреционные)	Глинистые	Вятско-Камское	12-15	30-40	5-6	0,5-2	8-14	4-8
	Глауконитовые	Егорьевское	12-14	25-35	3-6	1-2	4-12	4-6
	Песчаные, кварцевые	Актюбинское, Полпинское	6-13	50-60	1,5-6	1-2	2-5	2-3
Остаточно-метасоматические	Рыхлые и каменистые	Белкинское, Телкеское	10-25	13-40	3-5	0,5-2	3-7	5-12
Кристаллические	Мономинеральные	Чулактау	28-30	10-12	2-4	1-3	1-2	0,5-1
Зернистые	Кварц-карбонатные		21-26	10-16	8-10	3-5	1-2	1-3
	Кварц-диопсидовые	Людянское	3-10	40-60	0,1-3	3-12	1-2	1-2

Электромагнитная сепарация основана на различии магнитных свойств минералов. Для сепарации используют полиградиентные сепараторы, обеспечивающие напряженность в рабочей зоне более $1,6 \cdot 10^6$ А/м.

Работами С.Ф. Шинкоренко, В. Ескородского, Т.И. Кайтмазовой, выполненными в ГИГХСе, пока-

основном обжиг применяется для облагораживания фосфатных руд США и Северной Африки. Процесс осуществляется в печах кипящего слоя, среди которых преимущественное распространение получили трехступенчатые печи. Из 19 крупнотоннажных печей, введенных в эксплуатацию, 15 печей кипящего слоя имеют общую мощность около 16 млн

т/год обожженных фосфоритных концентратов. Руды (концентраты), содержащие кальцит, магнетит, сидерит, подвергнутые термическому воздействию при температуре 850-1100°C, разлагаются с выделением при последующей переработке оксидов кальция, магния и железа. При нагревании до определенных температур карбонаты кальция, магния, марганца разлагаются на оксид металла и углекислый газ по реакции:

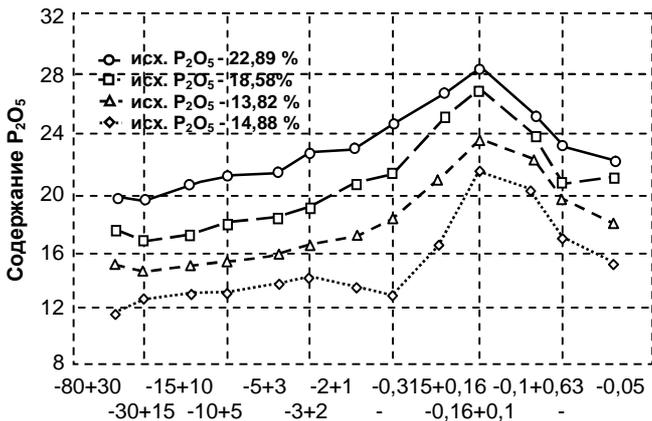
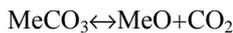
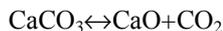


Рис. Распределения P₂O₅ в фосфоритовой руде по классам крупности

Например, декарбонизация углекислого кальция идет по реакции:



Диссоциация карбоната кальция - обратимая реакция. Ее направление зависит от температуры и диссоциирующего карбоната кальция.

Выход обожженного продукта (% массы сухого сырья) определяется по формуле:

$$g = b_{\text{CaO}} + b_{\text{MgO}} + b_{\Sigma \text{SiO}_2 + (\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{Al}_2\text{O}_3)} + n(1 + x),$$

где b_{CaO} и b_{MgO} - содержание CaO и MgO в сырье %;

$b_{\Sigma \text{SiO}_2 + (\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{Al}_2\text{O}_3)}$ - суммарное содержание в сырье SiO₂ и (Fe₂O₃+Al₂O₃), %;

n - потери при прокаливании, %;

x - степень декарбонизации сырья при обжиге.

Во время обжига сырья протекают реакции в твердой фазе между CaCO₃, MgCO₃, CaO и MgO и оксидами SiO₂, Al₂O₃, Fe₂O₃, содержащимися в руде или концентрате.

При высоких температурах (1000, 1200°C и выше) увеличивается подвижность ионов и катионов, находящихся в решетке кристаллов этих веществ. Образуются силикаты, алюминаты и ферриты кальция, поэтому в состав продуктов обжига сырья обычно входит двухкальциевые силикаты, однокальциевый алюминат и двухкальциевый феррит. При выборе технологии обогащения фосфоритовых

руд учтены следующие положения, вытекающие из современного мирового опыта обогащения руд на аналогичных месторождениях:

Сухие способы обогащения проще и дешевле в сравнении с мокрыми процессами. До настоящего времени сухие способы достаточно широко используются, в том числе на крупных обогатительных фабриках. Сухие схемы обогащения включают операции: избирательного дробления и дезинтеграцию, грохочение, обеспыливание и кальцинирующий обжиг.

Мокрые процессы обогащения включают сочетание и чередование подготовительных операций (репульпация руды, избирательная дезинтеграция, оттирка поверхности фосфатных зёрен) с операциями разделительными (классификация по крупности на грохотах, гидравлическое обеспыливание) с последующей флотацией и обжигом. Наиболее близким аналогом Кызылкумских фосфоритов является фосфатно-карбонатная руда пустыни Негев, Израиль. Фосфатные зёрна преобладающей крупностью 0,5 – 0,07 мм сцементированы кальцитом. Содержание P₂O₅ – 23 %.

Методы обогащения фосфоритовой руды описаны выше. Состав товарных фосфоритных концентратов Израиля и ожидаемый состав фосконцентрата руд Джерой-Сардаринского месторождения, обогащенных сухим методом, флотационное разделение фосфата и силикатных минералов значительно проще разделения фосфата и карбонатов (кальцита и доломита), т.е. кальций содержащих минералов с близкими флотационными свойствами. Для кызылкумских фосфоритов флотационное выделение кальцита затруднено тем обстоятельством, что значительная его часть представлена микрозернистыми включениями внутри фосфатных зёрен – эндокальцит (в отличие от экзокальцита цемента). Поэтому применение флотационного метода обогащения фосфоритовых руд Джерой-Сардаринского месторождения на данном этапе исключается, но требует дополнительных исследований в этой области. На основании вышеперечисленных положений, предпочтение отдано сухим способам обогащения фосфоритовых руд Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов [2, 4, 6].

Распределение P₂O₅ в фосфоритовой руде по классам крупности были изучены В.А. Потаповым. Нами были повторены эти работы с рудой с исходным содержанием 14,88 % (рис.).

Выводы:

Таким образом, анализ современного состояния обогащения и опыты, проведенные в наших условиях по переработке фосфоритовых руд, позволяют сделать следующие выводы:

1. Сравнительный анализ вещественного состава фосфоритовых руд показал, что по минералогиче-

ской характеристике, характеру вкрапленности минералов и трудности обогащения руды Джерой - Сардары являются наиболее сложными по составу, шламистыми, содержащими различные минералы фосфоритовых руд и урана, тем не менее, они близки к рудам бассейна Каратау (Казахстан) и к карбонатным рудам Алжира.

2. Наибольшее распространение получил процесс флотации, используемый для обогащения карбонатных магнийсодержащих руд (Казахстан, Россия), однако близость флотационных свойств фосфата и вмещающих пород, тонкая вкрапленность и малая эффективность применяемых флотореагентов не позволяют достичь высоких показателей по качеству концентрата и снижению потерь.

3. Проводятся исследования комбинированных схем обогащения, но эти схемы еще на практике не нашли широкого применения.

4. Исследования в этом направлении надо продолжить с учетом гранулометрического состава,

учитывая, что основная часть P_2O_5 находится в классе крупности – 0,25+2 мм.

5. Надо продолжить исследования по поиску оптимальных экономических и экологически целесообразных растворителей фосфоритовых минералов.

Список литературы:

1. Каримов И.А. *Узбекистан, устремленный в XXI век. Ташкент. «Узбекистан» –1999.*
2. *Фосфориты. Специальный выпуск. Германия. 2002 г. с. 40-43.*
3. В.И. Классен. *Обогащение руд. Недра М. 1979.*
4. Н.И. Кучерский, Е.А. Толстов, О.А. Михин, А.П. Мазуркевич, С.Б. Иноземцев, *Кызылкумский фосфоритный комплекс; поэтапное освоение месторождения фосфоритов. Ж. Горный вестник Узбекистана 2001. № 1 с. 4-9.*
5. М.Е. Позин. *Технология минеральных удобрений. «Химия» 1983.*
6. *Отчет, государственного научно-исследовательского института горнохимического сырья ГИГХС. Москва. 1997.*

УДК 622.271

© Хакимов Ш.И. 2005 г.

ВЫБОР И ОБОСНОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ БЕСТРАНСПОРТНОЙ СИСТЕМЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МАЛОМОЩНЫХ МНОГОПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ СЛОЖНОГО ЗАЛЕГАНИЯ

Хакимов Ш.И., ст. преподаватель кафедры «Горное дело» НГГИ

Правительством Республики Узбекистан поставлены задачи обеспечения фосфорным сырьем действующих заводов за счет вовлечения в открытую разработку Джерой - Сардаринского месторождения фосфоритов, сложенного несколькими маломощными пластами.

Особенности строения многопластовых месторождений (свитковое залегание пластов, неправильная их конфигурация по площади, невыдержанность мощностей рудных пластов, внешней вскрыши и междупластий и т.д.) усложняют технологию горного производства, заставляя отходить от сложившейся в практике традиционной технологии, разработанной для эксплуатации однопластовых месторождений.

Одной из экономически обоснованных систем разработки горизонтальных и пологозалегающих пластов является экскаваторная перевалка вскрыши во внутренние отвалы.

Научные основы экскаваторной перевалки изложены в трудах многих ученых и отражены в проектных решениях ряда научно-исследовательских и проектных институтов [1-5]. Однако, целый ряд вопросов, касающихся разработки многопластовых

горизонтальных и пологозалегающих пластов месторождений, еще не нашел своего решения.

Так, до настоящего времени недостаточно исследовались технологические особенности ведения горных работ, нет комплексной методики выбора техники и технологии разработки. Мало внимания уделено вопросам оптимизации основных параметров горных работ в зависимости от горно-геологических условий в сочетании с экономическими показателями разработки. Отсутствуют рациональные области применения бестранспортных систем разработки в условиях многопластовых месторождений. Указанные вопросы являются весьма актуальными и во многом определяют экономичность открытых горных работ.

Варианты технологических схем и технико-экономические показатели бестранспортной системы разработки в условиях конкретного месторождения могут быть различными. Задача выбора технологических схем сводится к поиску такой схемы, по которой обеспечивается наибольший экономический эффект при соблюдении условий безопасности, охраны недр и окружающей среды (рис. 1-6).

Ниже рассмотрены варианты технологических

схем бестранспортной системы разработки пластов горизонтального и пологого залегания.

Простая бестранспортная система разработки с расположением экскаватора на кровле пород междупластия (промежуточном горизонте) (рис. 1)

При ведении вскрышных работ драглайн устанавливается на кровле породы междупластия и последовательно нижним и верхним черпанием обрабатывает породы междупластия и внешней вскрыши. При этом производительность экскаватора несколько снижается при черпании пород выше уровня стояния. Но при таком размещении требуются меньшие рабочие параметры, так как по отношению к отвалу он находится ближе.

Данная технологическая схема используется при перевалке как внутренней, так и внешней вскрыши.

Для увеличения приемной ёмкости выработанного пространства и увеличения возможной высоты обрабатываемого вскрышного уступа применяют переэкскавацию пород во внутренний отвал, перемещая ее в глубь отвала с помощью драглайнов. Такой порядок ведения горных работ на практике получил название усложненной бестранспортной системы разработки. Из многочисленных вариантов усложненной бестранспортной системы наиболее возможными к применению в условиях рассматриваемого месторождения являются следующие схемы.

Усложненная бестранспортная система разработки при установке экскаваторов на промежуточном вскрышном уступе над кровлей верхнего пласта (рис. 2)

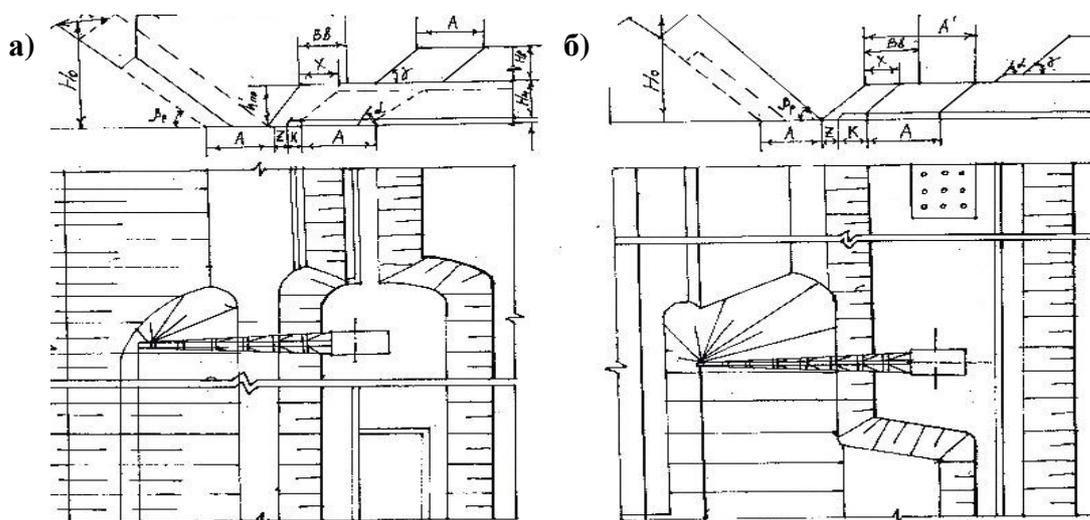


Рис. 2. Схема последовательной отработки пород внешней вскрыши и междупластия при установке экскаватора на промежуточный вскрышный уступ: а – схема отработка 1 заходки, б – схема отработка 2 заходки

В данной технологической схеме вскрышной экскаватор, располагаясь на кровле верхнего пласта, последовательными ходами обрабатывает сначала

внешний слой вскрыши с размещением породы в предотвал, примыкающий непосредственно к отко-

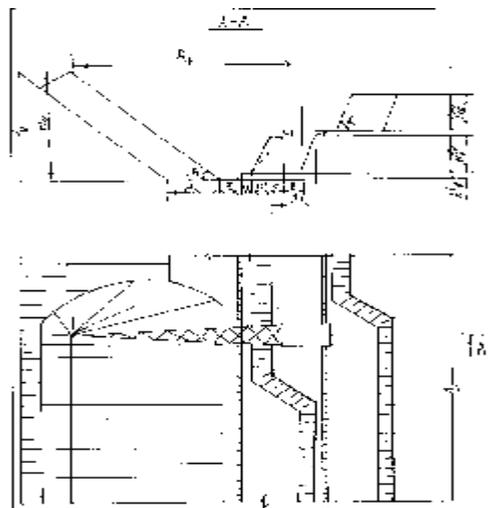


Рис. 1. Схема простой бестранспортной системы разработки пород внешней вскрыши и междупластия с установкой экскаватора на промежуточном горизонте

су вскрышного уступа междупластия и частично в основной отвал.

Вслед за вскрышными работами первой заходки производится зачистка кровли вскрытого пласта, и ведутся добычные работы с площадными комбайнами. По окончании отработки внешней вскрыши по всему фронту горных работ вскрышной экскаватор холостым ходом возвращается назад и при второй заходке обрабатывает породы междупластия и

породы предотвала, размещая их в основной отвал.

Поскольку схема позволяет разработать породы внешней вскрыши и междупластия отдельными

экскаваторами, маневрирование темпа развития горных работ может осуществляться вводом и выводом дополнительного экскаватора.

Усложненная бестранспортная система разработки при расположении экскаватора на предотвале (рис. 3)

каватора осуществляется подготовительные и очистные работы верхнего пласта. А вслед за ними, с целью подготовки к выемке пород междупластия, на очищенной от руды площадке производятся буровзрывные работы. Вскрышной экскаватор при первой заходке обрабатывает породы внешней

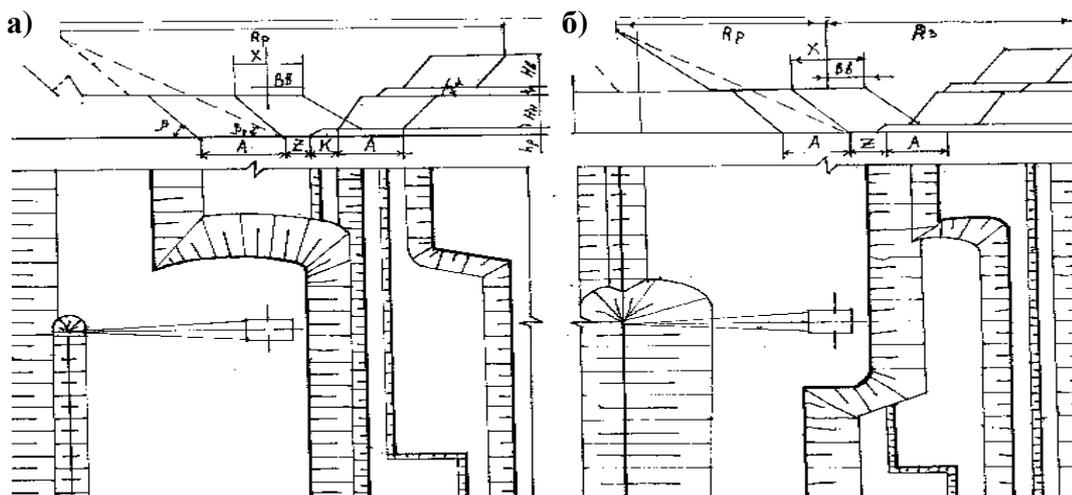


Рис. 3. Технологическая схема разработки пород внешней и внутренней вскрыши двумя последовательными заходками при установке экскаватора в предотвале: а – схема отработки 1 заходки, б – схема отработки 2 заходки

Схема предусматривает разработку внешней вскрыши, а также пород междупластия двумя последовательными заходками при установке экскаваторов на предотвале. При первой заходке экскаватор верхним черпанием осуществляет выемку внешней вскрыши и укладывает породы во времен-

вскрыши и, затем, с нижним черпанием приступает к отработке породы, подлежащей переэкскавации, и, одновременно, пород междупластия. По мере отработки междупластия осуществляется зачистка нижнего пласта. Данная схема позволит увеличить ширину заходки по сравнению с другими вариантами.

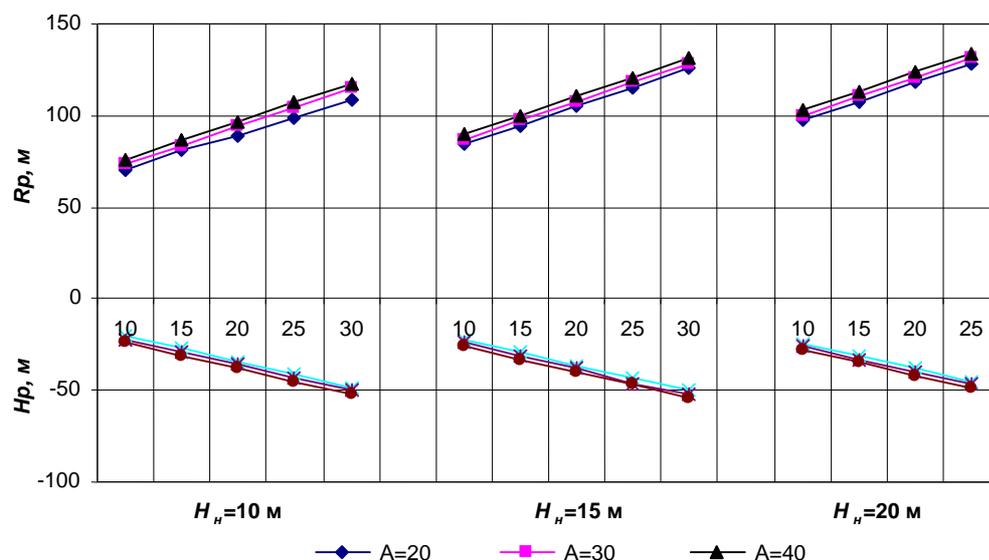


Рис. 4. Изменение R_p и H_p в зависимости от H_b , H_n и A , при простой бестранспортной схеме с установкой экскаватора на промежуточном вскрышном горизонте

ной отвал для устройства рабочей площадки и частично в верхний ярус отвала. Вслед за выемкой внешней вскрыши за пределами зоны действия экс-

из условия обеспечения минимальных объемов переэкскавации при максимальном использовании

оборудования по линейным параметрам и производительности. Выбор рациональной области применения рассмотренных технологических схем решается для конкретных условий.

Для обоснования более эффективной из рассмотренных технологических схем бестранспортной системы разработки для условий месторождения «Ташкура» по известной методике расчетов разработаны компьютерные программы. Рассчитаны показатели параметров оборудования и коэффициент переэкскавации при различной высоте разрабатываемых уступов, углов откосов отвала и ширине заходки, в зависимости от конструктивных параметров вскрышного оборудования.

На основе расчетных данных построены графики зависимостей линейных размеров оборудования от параметров системы разработки по рассмотренным технологическим схемам.

На рис. 4. представлены графики зависимости линейных размеров высоты и радиуса разгрузки оборудования от мощности внешней вскрыши и пород междупластия, ширины заходки при простой бестранспортной системе с установкой экскаватора на промежуточном вскрышном горизонте. Как видно из графика, изменения параметров имеют линейную зависимость. Анализ показывает, что радиус разгрузки экскаватора (R_p) пропорционально увеличивается с увеличением мощности внешней (H_e) и внутреннего (H_n) вскрышных уступов, а также ширины заходки (A). Высота разгрузки экскаватора (H_p) уменьшается по мере увеличения высоты нижнего уступа и увеличивается при увеличении высоты внешней вскрыши. При постоянной мощности внешней вскрыши и пород междупластия радиус разгрузки повышается за счет увеличения ширины заходки (A).

На основе расчетных данных усложненных схем при установке экскаватора на кровле пород междупластия построены графики (рис. 5) зависимостей коэффициента переэкскавации от радиуса разгрузки вскрышного оборудования, ширины заходки, мощности внешней вскрыши и междупластия. Как вид-

но из графиков, коэффициент переэкскавации (K_n) интенсивно вырастает за счет повышения высоты уступов (H_e ; H_n). При заданных соотношениях вскрышных уступов (H_n ; H_e) коэффициент переэкс-

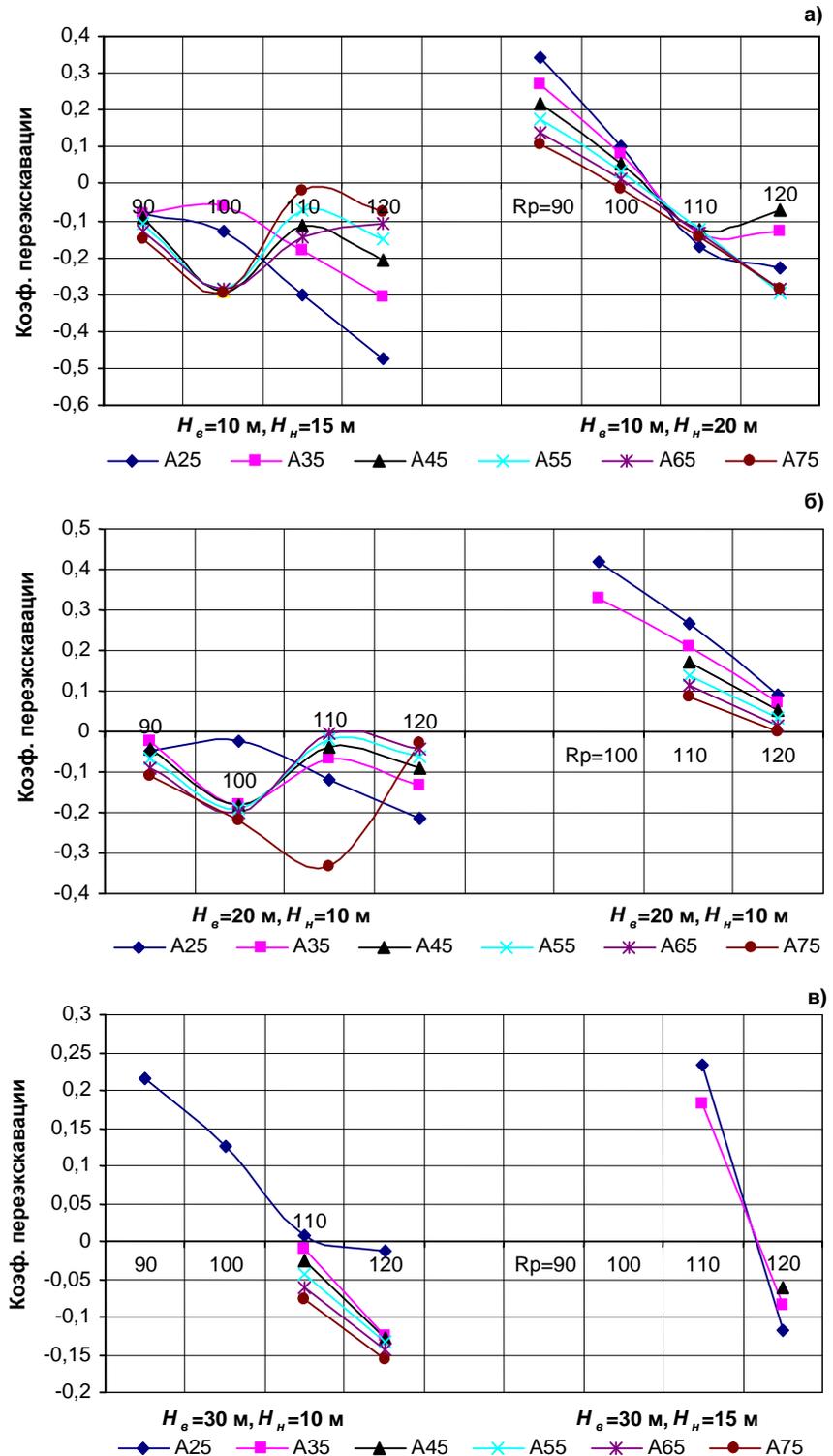


Рис. 5. Зависимость коэффициента переэкскавации от высоты вскрышных уступов (H_e ; H_n), ширины заходки (A) и радиуса разгрузки экскаватора (R_p) при расположении экскаватора на кровле пород междупластия при $H_e=10$ м (а), $H_e=20$ м (б) и $H_e=30$ м (в)

кавации снижается за счет увеличения ширины заходки (A), которая ограничивается линейными параметрами экскаватора (R_p ; H_p). График зависимости коэффициента переэкскавации от параметров оборудования, суммарной мощности уступов и радиуса разгрузки оборудования при установке экскаватора на предотвал приводится на рис. 6. Из анализа графических зависимостей на рис. 6. видно, что с возрастанием суммарной высоты вскрышных уступов при постоянной ширине заходки коэффициент переэкскавации повышается. При постоянной суммарной мощности с повышением ширины заходки коэффициент переэкскавации также возрастает.

Таким образом, исследования типичных технологических схем бестранспортной системы разработки, позволили разработать схемы, применитель-

линейных параметров.

Исследования бестранспортных систем в условиях карьера «Ташкура» показывают, что постоянное увеличение мощности вскрышной толщи, особенно внешней вскрыши, приводит к постоянному увеличению линейных параметров экскаватора и требует оборудование с радиусами разгрузки не менее 110-120 м (ЭШ 25/120; ЭШ 40/130 (Россия) или 3270-W «ИРИ» (США)). При этом коэффициент переэкскавации и ширина заходки колеблются в пределах 0,1-0,25 и 35- 75 м, соответственно.

Таким образом, эффективность использования технологических схем зависит от колебаний мощности внешней и внутренней вскрыши, а также мощности пластов руды. При часто меняющейся мощности вскрышных уступов карьера «Ташкура», очень трудно регулировать одинаковую скорость

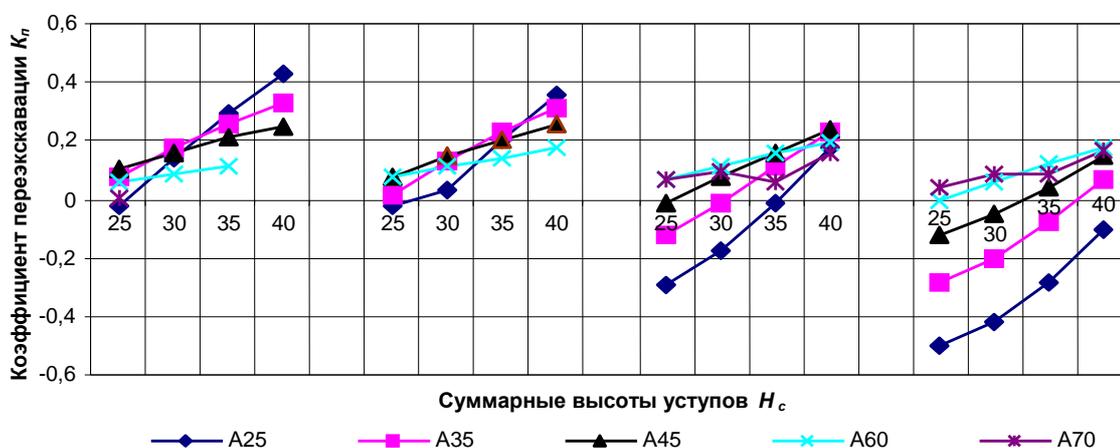


Рис. 6. Зависимость коэффициента переэкскавации (K_n) от суммарной мощности вскрышных уступов (H_c) и ширины заходки (A) при радиусе разгрузки экскаватора $R_p=100, 110, 115$ и 120 м по схеме установки экскаватора на предотвал

но к маломощным многопластовым месторождениям горизонтального и пологого залегания, построить графики для определения линейных размеров оборудования при различной мощности внешней вскрыши и междупластия. При этом, установлено, что: параметры выпускаемых в настоящее время экскаваторов позволяют по бестранспортной схеме разрабатывать вскрыши многопластовых месторождений пологого и горизонтального залегания, суммарной мощностью до 40-45 м.

При большом диапазоне колебания мощностей вскрышных уступов (H_u , H_c) и пластов для достижения лучших технико-экономических показателей требуется гибкое маневрирование путем изменения схем экскавации от простой до усложненной. Однако это обуславливает применение оборудования со значительными линейными размерами, позволяющими разрабатывать участки, где мощность вскрыши наибольшая, что уменьшает эффективность использования, как самого оборудования, так и его

развития уступов, что приводит к вынужденным простоям оборудования и снижает использование их линейных параметров. Применение данной системы в условиях карьера «Ташкура» требует экономической оценки исходя из горно-геологических условий.

Список литературы:

1. Новожилов М.Г. Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых. М.: Недра, 1971.
2. Финадеев П.А. Исследование технологии открытой разработки многопластовых месторождений горизонтального и пологого залегания. Автореферат на соискании ученой степени к. т. н., М., 1972.
3. Ржевский В.В. Открытые горные работы, Книга 2, Технология открытых горных работ. М.: Недра, 1985.
4. Егин Б.А. Технология открытой разработки drag-лайнми обширных маломощных горизонтальных месторождений. изд. ЛГИ им. Г.В. Плеханова, 1986.
5. Трубецкой К.Н., Краснянский Г.Л., Хронин В.В. Проектирование карьеров. Том 2. М.: АГН, 2001.

О КРИТЕРИИ СОПРОТИВЛЯЕМОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД И СТОЙКОСТИ ПОРОДОРАЗРУШАЮЩЕГО ИНСТРУМЕНТА ПРИМЕНИТЕЛЬНО К ЗОЛОТОРУДНЫМ МЕСТОРОЖДЕНИЯМ ЗАПАДНОГО УЗБЕКИСТАНА

Норов Ю.Д., проректор по науке НГГИ, докт. техн. наук; Шамансуров И.И., главный консультант ГПП «Самаркандгеология», канд. техн. наук; Тошов Ж.Б., ассистент кафедры «Горная электромеханика» НГГИ

При исследовании рациональной конструкции породоразрушающих инструментов и определении их параметров основным характеризующим фактором является сопротивляемость горных пород. Под сопротивляемостью понимается комплексное влияние физико-механических свойств горных пород на эффективность процесса их разрушения. Оценкой и определением сопротивляемости горных пород при бурении занимались видные учёные М.М. Протодяконов, А.Ф. Суханов, Л.И. Барон, О.Д. Алимов, Л.А. Шрейнер и многие другие. В настоящее время, на практике, наиболее популярными и широко распространёнными критериями оценки сопротивляемости горных пород при бурении являются коэффициент крепости пород по М.М. Протодяконову, твёрдость по Л.А. Шрейнеру, контактная прочность и абразивность по Л.И. Барону, и буримость горных пород по ЕНВ.

Сопротивляемость горных пород характеризуется механизмом разрушения породы при применении различных типов бурового инструмента, сопровождающаяся внедрением рабочего органа в породу, его винтового, поступательного движения при интенсивном трении рабочего контакта инструмента о породу. Рабочий контакт инструмента из-за стесненных условий работы в условиях забоя скважины и из-за скачкообразности процесса разрушения находится в напряженном состоянии, сопровождающемся чередующимися сжимающими и растягивающими напряжениями, от величины которых зависит стойкость рабочих органов породоразрушающих инструментов. Кроме того, на стойкость рабочего органа оказывает влияние абразивность горных пород. Ограничение области применения инструментов со значительными путями скольжения обусловлено, с одной стороны, прочностными свойствами горных пород, с другой - их абразивным свойством.

Известно, что абразивные породы независимо от их прочности интенсивно изнашивают инструмент. Как показывает практика в 50 % случаев инструмент выходит из строя вследствие поломок его ра-

бочих органов по передней и задней граням и 50 % - за счет их абразивного износа.

Нами, при выборе критериев оценки сопротивляемости горных пород и оценке стойкости рабочих органов породоразрушающих инструментов, принят показатель максимальных касательных напряжений, раскрывающий истинную картину механизма и процесса разрушения горных пород при сложно-напряженном состоянии; упругая деформация, скачкообразность процесса образования уплотненного ядра всестороннего сжатия, процесс возникновения точки максимальных касательных напряжений и достижения его максимальных значений, сдвиг и полное разрушение породы. При этом, образовавшаяся лунка под рабочим органом инструмента после разрушения характеризуется глубиной и углом скалывания породы. Как известно, глубина лунки зависит от параметров рабочего органа, его усилия и направления. А центральный угол лунки называется углом скалывания породы, и величина его зависит только от свойств пород независимо от усилия, размеров инструмента и характера приложения нагрузки. Угол скалывания играет решающую роль при определении расстояния между зубцами и венцами шарошечных долот. Величина его колеблется от 100° до 140° и зависит от физико-механических свойств пород.

В табл. 1 приведены результаты определения физико-механических свойств золоторудных месторождений Западного Узбекистана: Мурунтау, Кокпатас, Зармитан, Сармиш, Биран, Каракутан. Из данных табл. 1 видно, что коэффициент крепости по М.М. Протодяконову колеблется от $f = 5 \div 6$ до $f = 20 \div 25$. Основная масса пород по всем этим месторождениям характеризуется коэффициентом крепости $f = 7 \div 15$, буримости по ЕНВ - от VI до X. Все породы трещиноватые, средней устойчивости. Они относятся к средней абразивности, за исключением зон кварцевых включений. По контактной прочности большинство пород месторождений находится в пределах $P_k = 1200 \div 2500$ кг/см²; по критической величине максимальных касательных напряжений, соответствующих моменту крупного скачка разру-

шения, в пределах $\tau_{max}=1500\div 4000$ кг/см². Эти данные относятся ко всем месторождениям, за исключением Зармитанского. Породы Зармитана исключительно высокой прочности, абразивности, монолитны, с высокой устойчивостью, и их сопротивляемость изменяется в пределах $f=10\div 25$, $P_{к.}=2500\div 5000$ кг/см², $\tau_{max}=3500\div 6500$ кг/см², $V\div VI$ класс повышенной абразивности.

На основании вышеизложенного видно, что максимальное касательное напряжение имеет наибольшую величину по сравнению с другими показателями сопротивляемости пород. Поэтому, при определении относительной стойкости рабочих органов долот нами принята сопротивляемость пород, - τ_{max} . Для расчета приняты наиболее распространенные типы сплавов *ВК-8* и *ВК-15*, отличающиеся

Учитывая скачкообразность процесса разрушения, и различные скорости, и пути соприкосновения зубцов, зависящие от расположения венцов от центральной оси забоя скважин, минимальная величина относительной стойкости зубцов с учетом запаса прочности нами принята равной – 2, т.е.

$$K_{отн.ст.зуб.} = \frac{S_{рас.мат.зуб.}}{t_{max.}} \geq 2$$

где $S_{рас.мат.зуб.}$ – предел прочности на растяжение материала зубцов, из которых они изготовлены;

τ_{max} – максимальная касательная напряжения породы при внедрении зубцов;

$K_{отн.ст.зуб.}$ – величина относительного напряжения породы зубцов.

Таблица 1

Физико-механические свойства золоторудных месторождений Западного Узбекистана

Наименования месторождений	Наименования горных пород	Физ. свойства пород		Механические свойства пород						Технологические свойства горных пород			Свойства, влияющие на износ и стойкость раб. органов инструментов		
		Объем. вес, г/см ³	Удельный вес, г/см ³	Сопрот. на сжатие, кг/см ²	Сопрот. на растяж., кг/см ²	Модуль упруг. Е · 10 ⁵ , кг/см ²	Коэф. Пуассона	Угол внутр. трен., град.	Сцепление, кг/см ²	Креп. по Прото-дьяконову f	Буримость по ЕНБ	Угол скальвания, град.	Абразивность, г	Контакт. прочность, кг/см ²	Мак. касател. напр., кг/см ²
Мурунтау	Алевролиты	2,30	2,70	1217	460	4,5	0,25	32	260	9-12	IV-VII	100	24	1370	1680
	Сланцы	2,20	2,75	910	380	4,2	0,30	25	200	6-10	IV-VI	110	18	1070	1420
	Брекчи	2,33	2,74	905	250	4,0	0,28	27	230	8-9	VI-VII	120	17	760	1340
Бельтау	Углисто-глинистые сланцы	2,70	2,72	600	88	3,5	0,3	40	110	4-8	IV-V	100	18	1050	1150
	Кварцово-сплюснутые сланцы	2,70	2,78	770	71	3,5	0,28	36	125	7-9	V	110	28	1130	1300
	Песчаники	2,70	2,78	810	74	4,0	0,25	38	200	8-12	VI-VII	110	35	1270	1550
	Окварцов. пор.	2,72	2,78	1200	140	4,5	0,25	40	290	12-16	VI-VIII	120	42	2070	2400
	Кремнист. пор.	2,72	2,75	1800	150	6,1	0,25	36	400	16-20	IX-X	120	46	2560	3900
Кокпатас	Песчаники	2,54	2,75	1190	101	4,0	0,3	44	200	10-14	VII-VIII	110	36	2300	2750
	Сланцы	2,70	2,80	1250	182	4,5	0,32	42	210	10-14	VI-VIII	100	40	2500	3100
	Известняки	2,50	2,72	1100	225	4,5	0,25	36	230	9-12	V-VII	110	32	2400	2700
	Габброиды	2,70	2,72	1150	205	4,5	0,27	40	200	10-15	VII-VIII	120	40	2600	3200
Биран Каракутан Сармиш	Сланцы с прожилками кварца	2,78	2,80	800	80	3,5	0,3	36	125	8-12	V-VII	110	36	2400	2800
	Углисто-глинистые сланцы	2,70	2,72	650	97	3,5	0,35	40	110	6-9	V-VI	110	28	2100	2600
Зармитан	Роговики	2,75	2,76	1600	216	5,0	0,25	30	190	14-17	VII-VIII	120	38	3000	3600
	Граносиениты	2,80	2,85	1800	140	5,5	0,25	32	130	16-18	VIII-IX	140	45	3400	3900
	Эссекит-порфиры	2,70	2,85	2240	212	6,0	0,25	36	200	20-22	IX-XI	140	44	4000	4600
	Граниты	2,75	2,80	2700	340	6,0	0,25	30	315	18-25	X-XII	140	43	4400	5500
	Окварцованная порода	2,80	2,85	3100	260	5,0	0,25	30	365	25-30	XI-XII	130	52	5100	6500

твердостью и вязкостью. Применяемые *ВК-8* и *ВК-8в* долота, со значительными путями проскальзывания, характеризуются повышенной вязкостью, что выгодно при применении их в менее твердых, но абразивных породах и, наоборот, - для сплавов *ВК-15*. Известно, что твердые сплавы и сталь имеют наименьшую сопротивляемость при растягивающих напряжениях. Нами принят, как основной критерий их стойкости, предел их прочности на растяжение.

Следовательно, коэффициент относительной стойкости твердых сплавов и стали - есть отношение предела их прочности на растяжение к показателю максимальных касательных напряжений породы.

Как видно из табл. 2, шарошечные долота с зубцами из твердосплава *ВК 8* могут применяться во всех месторождениях, приведенных в таблице, за исключением отдельных пород Зармитанского месторождения, а зубцы из твердого сплава *ВК-15* - во всех породах месторождений, без исключения. Область применения долот со стальными фрезерованными зубцами ограничивается породами углисто-глинистых сланцев, алевролитов, не окварцованных песчаников, в остальных породах их применение нецелесообразно из-за недостаточной стойкости - менее 2.

Необходимо отметить, что величину максимальных касательных напряжений τ_{max} каждой по-

роды рекомендуется определять отрезком, заключенным между нулем и точкой пересечения с осью ординат асимптоты огибающей предельные круги сжимающих и растягивающих напряжений (рис.).

ленные из твердого сплава *ВК-8* - 75-85 % и долота из твердого сплава *ВК-15* - 100 % пород.

Однако, многообразие применяемых долот, их правильный выбор, замена одного типа другим в

Таблица 2

Область применения долот в зависимости от физико-механических свойств пород золоторудных месторождений Западного Узбекистана

Наименования месторождений	Наименования горных пород	Относит. стойкость твердых сплавов и стали			Применяемые серийные долота	Опытное универсальное комбинированное долото (твердосплавное)
		$\frac{S_{p.мв.спл.}}{t_{max.пор}}$	$\frac{S_{p.мв.спл.}}{t_{max.пор}}$	$\frac{S_{p.мв.спл.}}{t_{max.пор}}$		
		Вк-8 $S_p=8000$ кг/см ²	Вк-15 $S_p=13400$ кг/см ²	Сталь $S_p=3000$ кг/см ²		
Мурунтау	Алевролиты	4,72	8,0	1,8	МЗ и МЗС с фрезерованными и твердосплавными зубками с проскальзыванием	УКД резец - шарошка
	Сланцы	5,63	9,4	2,1		
	Брекчии	6,00	10,0	2,4		
Бельтау	Углисто-глинистые сланцы	7	11,7	2,6	МСЗ и ЗС с фрезерованными и твердосплавными зубками с проскальзыванием	УКД долото резец - шарошка
	Кварцово-слюдистые сланцы	6,1	10,3	2,3		
	Песчаники	5,15	8,65	1,8		
	Окварцов. пор. Кремнист. пор.	3,3 2,05	5,5 3,4	1,25 0,76		
Кокпатас	Песчаники	3,0	4,8	1,8	СЗ, Т, ТЗ с фрезерованными и твердосплавными зубками, чистого качества	УКД долото резец, шарошка
	Сланцы	2,6	4,3	0,97		
	Известняки	3,0	4,54	1,1		
	Габброиды	2,5	4,1	0,94		
Биран Каракутан Сармиш	Сланцы с прожилками кварца	2,84	4,8	1,07	СЗ, ТЗ, ТКЗ с твердосплавными зубками с проскальзыванием	УКД резец - шарошка, шарошка - резец
	Углисто-глинистые сланцы	3,0	5,0	1,14		
Зармитан	Роговики	2,2	3,7	0,88	К, ОК с твердосплавными зубками чистого качества	УКД шарошка
	Граносиениты	2,01	3,4	0,77		
	Эссекит-порфиры	1,74	2,8	0,65		
	Граниты	1,45	2,44	0,55		
	Окварцованная порода	1,23	2,05	0,46		

На основании разработанного нами критерия оценки стойкости твердосплавных и фрезерованных

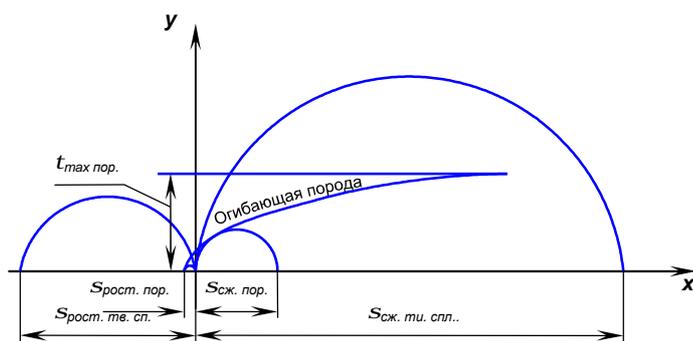


Рис. Огибающая предельных кругов сжимающих напряжений Мора (Гранит)

стальных долот из общего объема бурения взрывных скважин в породах перечисленных месторождений видно, что фрезерованные стальные долота охватывают всего 10–15 % пород. Долота, изготов-

ленные из твердого сплава *ВК-8* - 75-85 % и долота из твердого сплава *ВК-15* - 100 % пород. Однако, многообразие применяемых долот, их правильный выбор, замена одного типа другим в процессе бурения занимает очень много времени и требует определенного навыка бурильщиков для выбора в каждом конкретном случае нужного типа. Кроме того, для оперативной их замены на каждой буровой должны быть все необходимые типы долот, а замена долот связана со спускоподъемными операциями.

Поэтому применение опытного универсального комбинированного долота (УКД) с плавающими лапами в вертикальном направлении позволяет производить замену многих типов долот, независимо от сопротивляемости и абразивности пород. Кроме перечисленных преимуществ, универсальность данного долота подтверждается минимальной энергоемкостью и высокими показателями бурения в сравнении с серийными типами долот.

Выводы:

1. В статье приведены результаты физико-механических, технологических и прочностных свойств золоторудных месторождений Западного

Узбекистана. Анализом существующих критериев сопротивляемости горных пород и стойкости породоразрушающего инструмента установлено, что, с одной стороны, с учетом объективно раскрывающегося механизма и процесса разрушения породы при взаимодействии с ней инструмента в сложно-напряженном состоянии принята величина критического значения максимальных касательных напряжений, а, с другой стороны, принимается минимальная сопротивляемость материалов рабочих органов при растягивающих напряжениях. Их отношение - это и есть коэффициент сопротивляемости

пород или коэффициент стойкости инструмента. Коэффициент относительной сопротивляемости пород всегда меньше единицы, а коэффициент стойкости инструмента всегда больше единицы.

2. В породах вышеперечисленных месторождений рекомендуется бурение взрывных скважин, наряду с серийными типами долот, - универсальным комбинированным долотом, заменяющим множество рядов типовых долот и позволяющим достичь сравнительно высоких технико-экономических показателей.

УДК 622

© Жиянов Ю.А., Кудинов А.А., Кольцов П.В. 2005 г.

К РАСЧЕТУ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ КАРЬЕРА МУРУНТАУ С КРУТЫМИ ОТКОСАМИ НЕ РАБОЧИХ УСТУПОВ

Жиянов Ю.А., начальник группы НИО НИЛ ГР O'ZGEOTEHLITI, канд. техн. наук; Кудинов А.А., инженер НИО НИЛ ГР O'ZGEOTEHLITI, магистр; Кольцов П.В., аспирант Уральской ГГГА

При внедрении бортов карьера выпуклой формы углы их наклона в нижней части борта могут быть увеличены до 50° и более. Этому способствуют увеличение прочности пород с глубиной и применение эффективных средств защиты прибортового массива от сейсмозрывного влияния массовых взрывов [1].

Однако, зачастую, конструктивные углы наклона бортов определяются не физической устойчивостью пород прибортового массива, а параметрами систем транспортных коммуникаций. Поэтому, увеличение крутизны бортов в этих условиях возможно лишь за счет увеличения углов заоткоски не рабочих уступов до 70°-80°.

В связи с изложенным, назрела необходимость дать оценку устойчивости не рабочих уступов с крутыми углами откосов. Сложность решения этой задачи заключается в том, что естественная трещиноватость пород в уступах усилена за счет вредного влияния массовых взрывов.

Инженерно-геологические исследования [2] состояния уступов по трассе КНК, проведенные в 2004 г. показали следующее:

- бурение структурных скважин (на высоту уступа) показало, что все исследуемые уступы (9 уступов) сложены сильнотрещиноватыми породами, что не позволило отобрать из керна монолитных образцов для лабораторных испытаний;

- изучение трещиноватости по поверхности откосов выявило наличие пяти систем трещиноватости со средним расстоянием между трещинами от

9,5 мм (система № 1) до 51 мм (система № 2), углом падения от 10°-15° (система № 5) до 45°-85° (системы № 1-4) и средней шириной трещин от 0,35 мм (система № 1) до 1,25 мм (система № 5) соответственно.

Обработка результатов изучения трещиноватости показала, что трещины сомкнутые в среднем составляют 43 %, без заполнителя - 54 %, трещины с заполнителем составляют всего 3 %. При изучении гранулометрического состава заполнителя выяснилось, что глины в заполнителе присутствуют в виде следов (менее 0,1 %). Коэффициент трещиной пустотности изменяется в пределах 1,5-1,7 %, средний размер блока 3,0-8,1 см.

Так же установлено, что граница расположения зоны трещиноватости в массиве проходит параллельно поверхности откосов и горизонтальных берм, то есть повторяет конфигурацию уступа в 10-16 м от его поверхности, граница этой зоны практически совпадает с зоной интенсивного смещения приконтурных пород при производстве взрывов. Например, при проведении экспериментальных взрывов на Карагайлинском карьере [3] было установлено, что в скальных породах интенсивное смещение пород в горизонтальной плоскости происходило в пределах 12-17 метровой зоны от последнего ряда взрывааемых скважин. Сцепление пород в этой зоне снижалось на 50 %.

Результаты испытаний образцов из штучных проб на одноосное сжатие приведены в табл. 1.

Для сравнения в табл. 2 даны результаты испы-

таний образцов керна из структурных скважин, пробуренных вне зоны влияния карьера.

Как видно из сравнения таблиц, образцы, изготовленные из штучных проб, взятые с поверхности отколов имеют более низкие показатели прочности. Это объясняется тем, что вредное воздействие взрывов и длительное выветривание привело к частичным структурным разрушениям межкристаллических связей в решетках породообразующих минералов.

Натуральные и лабораторные показатели сопротивления пород не производились. Поэтому величина сцепления пород в образце и в массиве определялась по методу ВНИМИ [4], с использованием данных лабораторных исследований пород на одноосное сжатие.

Величина сцепления пород в образце C_o по результатам испытаний на одноосное сжатие определяется по формуле (в МПа):

$$C_o = \frac{S_{сж}}{2} \operatorname{tg}(45^\circ - j / 2)$$

где $S_{сж}$ - сопротивление одноосному сжатию, МПа;

j - угол внутреннего трения пород, градус.

Величину сцепления горных пород в массиве, с учетом его трещиноватости C_t , можно определить по эмпирической зависимости (в МПа):

$$C_m = C_m + \frac{C_o - C_m}{1 + a \cdot \ln(H/l)}$$

где C_m - сцепление пород по трещинам, МПа;

C_o - сцепление пород в образце (монолит), МПа;

H - высота области возможных деформаций, м;

l - средний линейный размер блоков, м.

a - коэффициент, зависящих от прочности пород в куске (монолит) и характера трещиноватости.

Таблица 1

Испытания штучных проб на одноосное сжатие

№№ отколов	Количество образцов	Воздушно-сухие		Водонасыщенные	
		Среднее значение $\sigma_{сж}$, МПа	Расчетное при $p=95\%$, $\sigma_{сж}$, МПа	Среднее значение $\sigma_{сж}$, МПа	Расчетное при $p=95\%$, $\sigma_{сж}$, МПа
1	85	27,09	23,38	20,81	17,94
2	8	22,9	162,1	14,6	9,43
3	23	39,6	31,6	32,5	26,7
4	14	36,3	26,1	29,1	18,02
5	36	46,5	37,85	36,9	31,14
6	32	28,7	24,74	23,2	20,07
7	39	53,0	43,35	41,1	33,09
8	48	35,7	30,72	25,06	21,87

Примечание: p - вероятность определения среднего значения

Таблица 2

Испытания образцов из керна скважин

Породы	Количество образцов	Среднее значение $\sigma_{сж}$, МПа	Угол внутреннего трения, ϕ , градус	Сцепление в образце, C_o , МПа
Алеврит углеродисто-кварцевый и слюдястый	16	176,4	37	43,9
Сланец углеродисто-кварцевый	11	84,6	36	21,2
Сланец слюдястый	7	74,6	36	18,7
Метасоматит	14	73,8	37	18,4
Сланец углеродистый	9	39,0	32	10,7

Методикой ВНИМИ предусмотрено дискретное (с большим шагом) определение значений « a » по таблице в зависимости от литологии и сцепления пород в образце, что вносит долю субъективизма при определении показателя сцепления в массиве.

Авторами настоящей работы, для устранения данного недостатка, эта зависимость для скальных пород построена в виде графика (рис. 1).

Натурные и лабораторные определения угла внутреннего трения не проводились, поэтому для

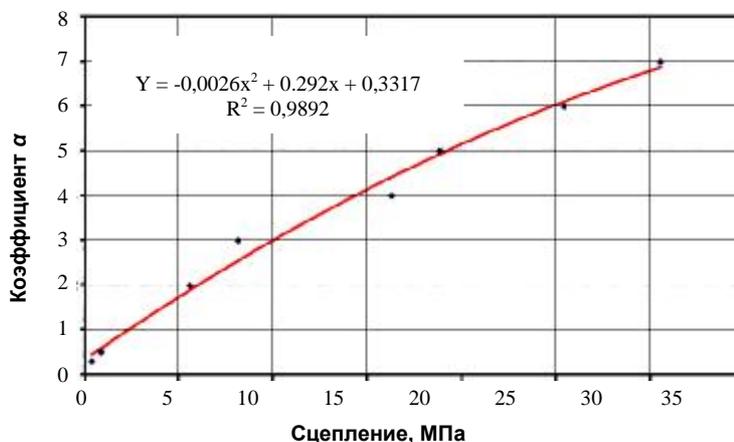


Рис. 1. График для определения коэффициента a

Таблица 3

Углы внутреннего трения

Породы	Количество определений	Угол внутреннего трения, градус	
		Средний из испытаний	Рекомендованный
Алевролит углеродисто-кварцевый	7	37	35
Алевролит слюди-сто-кварцевый	4	37	35
Метасоматит	16	31	35
Сланец углеродисто-кварцевый	14	36	35
Сланец углеродисто-слюдисто-кварцевый	4	36	35
Сланец слюдисто-кварцевый	4	34	32
Сланец углеродистый	9	32	30

положение, и анализ результатов инженерно-геологических изысканий показали, что даже при защите массива от вредного влияния взрывов путем предварительного щелеобразования породы в откосах существенно утрачивали первоначальную прочность.

Потери прочности пород в массиве способствовали развитию трещиноватости. В породах выявлено пять систем трещин в основном сомкнутых и без заполнения, что позволяет классифицировать породы, слагающие нерабочие уступы; как однородную среду при любом залегании их слоистости.

Криволинейная поверхность потенциального смещения пород в таком мелкоблочном массиве будет иметь ступеньчатообразную форму, то есть ее поверхность будет полностью совпадать с трещинами между отдельными блоками.

В этом случае рекомендуется [6, 7] в качестве расчетного сцепления принимать сцепление по трещинам, которое составляет 50 % от величины сцепления пород в массиве. Этот показатель для водонасыщенного массива приведен в табл. 4.

Углы внутреннего трения для расчета уступов следует принимать по табл. 5,

которая рекомендована ВНИМИ [4].

Расчетная схема уступа показана на рис. 2.

Исходные данные: высота уступа, $H = 30$ м; угол наклона откоса, $\alpha = 80^\circ$; угол наклона потенциальной поверхности скольжения, $\beta = 21,5^\circ$;

определения расчетных значений были использованы результаты испытаний образцов пород на косой срез, выполненных в лаборатории ВНИМИ [5]. Эти испытания проведены в соответствии с ГОСТом 21153.5-88 «Породы горные. Метод определения прочности при срезе со сжатием».

Сущность метода заключается в последовательном разрушении вертикальной силой образцов в матрице под углами 25° ; 35° ; 15° и построения графиков сопротивления сдвигу по усредненным значениям касательных и нормальных напряжений. Далее сцепление и угол внутреннего трения определяют графически. Рекомендованные значения углов внутреннего трения приведены в табл. 3.

Визуальное обследование уступов, поставленных в предельное

Таблица 4

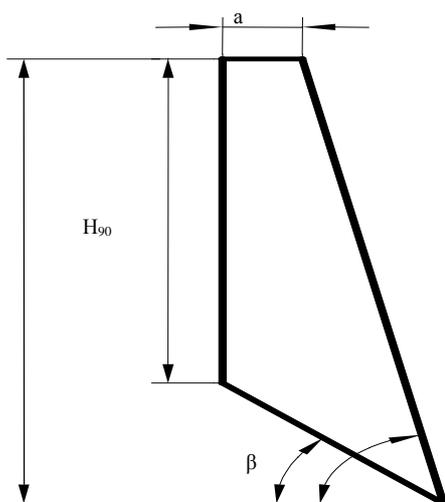
Расчетные показатели сдвига

Область применения	Коэффициент запаса	Сцепление, МПа		
		Среднее из опыта	Расчетное	По трещинам
Уступы высотой до 10 м	1,3	0,42	0,321	0,162

Таблица 5

Величины углов по поверхностям ослабления

Наименование пород	Углы трения в зависимости от характера поверхности, ϕ°			
	неровные шероховатые	ровные шероховатые	неровные гладкие	ровные гладкие
Порфиры, роговики, джеспилиты, песчаники	28-31°	24-28°	22-27°	20-26°
Вторичные кварциты, гранодиориты, кварцевые порфиры, гранодиорит-порфиры, скарнированные породы, сиениты, диориты, алевролиты	25-28°	22-25°	20-23°	17-20°
Известняки, метаморфические сланцы, магнетиты	24-27°	23-25°	20-22°	16-19°
Глинистые сланцы, аргиллиты	23-26°	21-23°	18-20°	15-18°
Филлиты, талько-хлоритовые и серицитовые сланцы	23-25°	20-22°	13-15°	9-12°



ис. 2. Расчетная схема уступа

сцепление по трещинам $C'_m = 0,162$ МПа; угол внутреннего трения по шероховатым незаполнен-

УДК 622.27

ным сомкнутым трещинам, $\varphi = 22^\circ$.

Расчетные данные: высота вертикальной трещины отрыва, $H_{90} = 22$ м; ширина призмы возможного обрушения пород, $a = 3$ м; показатель устойчивости откоса $n_y = 1,48$.

Заключение:

Уступы высотой 30 м, поставленные в предельное положение с предварительным шелееобразованием с углами наклона до 80° , способны сохранить длительную устойчивость, при условии, что в них отсутствуют неблагоприятно ориентированные тектонические нарушения с глиной трения или прослой глинистых сланцев.

При их наличии, для обеспечения длительной устойчивости крутых откосов, необходимо проводить искусственное укрепление откосов. Способы укрепления и методы расчета скальных откосов подробно изложены в работе [8].

© Назарова С.И., Таджиев Ш.Т. 2005 г.

Список литературы:

1. Шеметов П.А. К вопросу о повышении эффективности использования геоэкономического потенциала месторождения сложного строения на современном этапе развития горных работ. Горный вестник Узбекистана 2005 № 2.
2. Отчет «Исследования для получения исходных данных для оценки устойчивости и инженерной геологии по трассе КНК-270. Карьера Мурунтау». Исполнитель ОАО Гидропроект. Ташкент 2004, фонды O'zGEOTEXLITI инв. № ПТ-66189.
3. Попов И.И., Окатов Р.П. Борьба с оползнями на карьерах. Москва, Недра. 1980.
4. Инструкция по наблюдениям за деформированиями бортов, откосов уступов и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости. Ленинград. ВНИМИ 1971.
5. Отчет о научно-исследовательской работе «Изучение физико-механических свойств горных пород для оценки горно-геологических условий IV очереди карьера Мурунтау». Санкт-Петербург, 1992. Фонды O'zGEOTEXLITI, инв. № ПТ-43537.
6. Фисенко Г.П. Надежное обеспечение устойчивых бортов глубоких карьеров. Ст. Будущее горной науки. Москва, Наука, 1989.
7. Силкин А.А., Жиянов Ю.А., Кольцов В.Н. Определение прочностных свойств пород при расчёте устойчивых бортов глубоких карьеров и откосов уступов. Горный вестник Узбекистана № 1 2005.
8. Отчет о научно-исследовательской работе «Разработка рекомендаций по совершенствованию наблюдательной сети специальных маркшейдерских наблюдений и обеспечение устойчивости бортов и откосов карьера Мурунтау». Ташкент O'zGEOTEXLITI, 2005. Инв. № ПТ-66548.

МАРКШЕЙДЕРСКИЙ КОНТРОЛЬ ЗА ВЕДЕНИЕМ ГОРНЫХ РАБОТ НА ДЕФОРМИРУЮЩИХСЯ БОРТАХ КАРЬЕРОВ

Назарова С.И., ассистент кафедры «Охрана труда» НГГИ; Таджиев Ш.Т., ассистент кафедры «Горное дело» НГГИ

Все виды деформации бортов карьеров связаны с изменением естественного напряженного состояния горных пород, вызванных проведением горных выработок. Проведение горных выработок увеличивает неравномерность всестороннего сжатия пород, что приводит к росту касательных напряжений в прибортовой зоне горного массива, часто достигающих предельных величин, следствием чего является появление оползней и обрушение бортов карьеров. Исследованиями деформаций прибортовых массивов установлено, что параметры бортов

можно безопасно увеличивать до появления видимых трещин и заколов и вести горные работы на деформирующихся бортах, контролируя маркшейдерскими наблюдениями скорость деформирования.

Для надежной оценки степени опасности развивающихся деформаций предварительно устанавливаются допустимые пределы смещений прибортового массива и критические скорости смещения для различных инженерно-геологических условий и типов формирующихся оползней. Необходимость ведения горных работ на деформирующихся бортах возни-

кает вследствие допущенных ошибок в оценке их устойчивости и назначении при проектировании завышенных параметров бортов, что приводит к возникновению трещин и заколов, развитию скоростей и величин смещений прибортового массива, близких к критическим.

Порядок ведения горных работ и способы маркшейдерского контроля за деформированием прибортового массива в околопредельном состоянии зависят от горно-геологических условий эксплуатации карьеров.

При горизонтальном и пологом залегании пород, при отсутствии заколов и трещин, рекомендуется следующий порядок ведения горных работ при выемке дополнительных запасов полезного ископаемого: 1) на поверхности прибортового массива и верхних уступов борта закладывают наблюдательные профильные линии через каждые 100 – 150 м на протяжении борта; 2) равномерно по простиранию и высоте ведут поэтапную обработку нижней части борта и систематические маркшейдерские наблюдения за развитием деформаций по заложеным профильным линиям; 3) при возникновении начальных смещений, что соответствует запасу устойчивости борта 1,20 – 1,25, интенсивность обработки снижают, а частоту наблюдений по профильным линиям увеличивают до появления видимых трещин и заколов.

При возникновении заколов и трещин на поверхности рекомендуется следующий порядок дальнейшего ведения горных работ: по скорректированным характеристикам и задавшись запасом устойчивости 1,15 – 1,20 определяют новые параметры борта; проводят горные работы в верхней части борта, необходимые для оформления борта по расчетному профилю; продолжают осуществлять контроль за деформациями по профильным линиям, причем для обеспечения непрерывности наблюдений потерянные или сработанные репера восстанавливают незамедлительно.

При увеличении скорости смещений до 3 – 4 мм/сут. работы на нижних горизонтах следует прекратить до окончания разгрузки верхней части борта. При угле наклона борта лежащего бока меньше, чем угол падения слоев пород прибортового массива последовательность обработки дополнительных запасов и нижних уступов бортов заключается в оформлении контрольных профилей, соответствующих контурам планируемой поэтапной обработки нижних уступов, и проведении наблюдений за деформацией бортов по этим профильным линиям.

При этом интенсивность ведения горных работ снижается при начале смещений прибортового массива. Горные работы прекращаются при появлении на поверхности видимых трещин и заколов, оконтуривающих потенциальную призму оползания. При диагональном, относительно борта, простирании пород и угле падения слоев, равном или меньше угла наклона борта, деформации развиваются по

слабым контактам и проявляются в виде трещин на поверхности и трещин надвига на поверхности откосов задолго до предельного состояния прибортового массива. По мере увеличения высоты борта или угла наклона бортов трещины расширяются и распространяются вглубь массива, а надвиговые трещины на откосах увеличиваются и распространяются вниз по уступам борта. Скорость раскрытия трещин при отработке нижних уступов может достигать 200 мм/сут, а общее смещение верхней бровки на момент полного разрушения борта может достичь 3 – 5 м.

При установившихся скоростях смещений (по профильным линиям) 5 – 10 мм/сут, горные работы в нижней части борта приостанавливают и форсируют разгрузку верхних уступов до придания борту угла наклона, при котором запас устойчивости борта увеличивается от первоначального на 20 – 30 %.

Дальнейшие горные работы в нижней части борта ведут с суточным контролем скоростей смещения заколовшейся призмы.

При вертикальном и крутом залегании слоистого прибортового массива на участках бортов параллельных простиранию пород деформации проявляются в виде трещин на поверхности образования ступеней задолго до предельного равновесия.

Величины критических деформаций определяющих момент остановки горных работ зависят от угла наклона борта и его назначения. Величины критических деформаций определяются величинами, которые не оказывают вредного влияния на транспортные коммуникации и обеспечивают безопасное движение транспорта по съездам. При крутых углах наклона борта (более 30°) предельные деформации ограничиваются степенью разрушения поверхностного слоя горных пород, возможностью отрыва и скатывания отдельных кусков и глыб породы вниз по борту, создающих опасность для работающего персонала и горного оборудования.

Во всех случаях состояние борта следует считать критическим, если расслоение массива распространилось в верхней части борта и составляет не менее 2/3 высота борта.

Список литературы

1. Справочник по маркшейдерскому делу. Москва. Недра. 1973
2. Борщ-Компонец Геодезия, основы аэросъемки и маркшейдерского дела. Москва. Недра. 1984
3. Оглоблин Д.Н., Акимов А.Г. Маркшейдерское дело. Москва. Недра 1981
4. Инструкция по наблюдению за деформациями бортов, откосов, уступов и отвалов на карьерах. САЗНИПИ

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КЫЗЫЛАЛМА

Ахмедов Х., зав. лаб. Института Минеральных ресурсов Госкомгеологии РУз, канд. техн. наук; Солижанова Г., ассистент каф. ОПИ ТГТУ; Аминжанова С., зав. лаб. кафедры ОПИ ТГТУ

По ряду важнейших полезных ископаемых (золото, уран, медь, вольфрам, калийные соли, фосфориты, каолины и др.) Узбекистан по запасам входит в первую десятку государств мира.

Разработка технологии переработки золотосодержащих руд отдельных участков вновь исследуемых месторождений является на сегодняшний день актуальной задачей.

Нами выполнено исследование вещественного состава и схемы обогащения проб руды участка Левобережный месторождения Кызылалма.

Исследованная проба характеризует смешанную золотосеребряную руду. Содержание золота и серебра, соответственно, 7,9 г/т и 29,6 г/т.

Главными рудными минералами являются пирит, галенит, гематит, гетит, гидрогетит. Нерудная часть представлена в основном кварцем, серицитом гидрослюдами, хлоритом, полевыми шпатами, каолинитом. К второстепенным можно отнести барит, минералы титана.

Промышленно ценными компонентами руды являются золото и серебро. Основная форма нахождения - самородное и коллоиднодисперсное золото. На долю последнего приходится до 3 % находящегося в руде элемента. Более 25 % его связано с самородным золотом, которое отнесено к пылевидному и мелкому. Основным концентратом самородного золота является кварц. Серебро представлено самородной, хлоридной и сульфидной формами.

Отличительной особенностью изученных проб руды является наличие большого количества слюдястых минералов. Крайне неравномерное распределение золота и серебра в материале предопределяет трудности при их извлечении методами механического обогащения.

На основании изучения вещественного состава для переработки руды можно рекомендовать методы гравитации, флотации и цианирования.

При гравитационном обогащении руды выделен концентрат с выходом 0,6 %, содержащий 748 г/т золота и 1270 г/т серебра, при извлечении металлов 56,1 и 25,4 %, соответственно.

Подобран оптимальный реагентный режим и

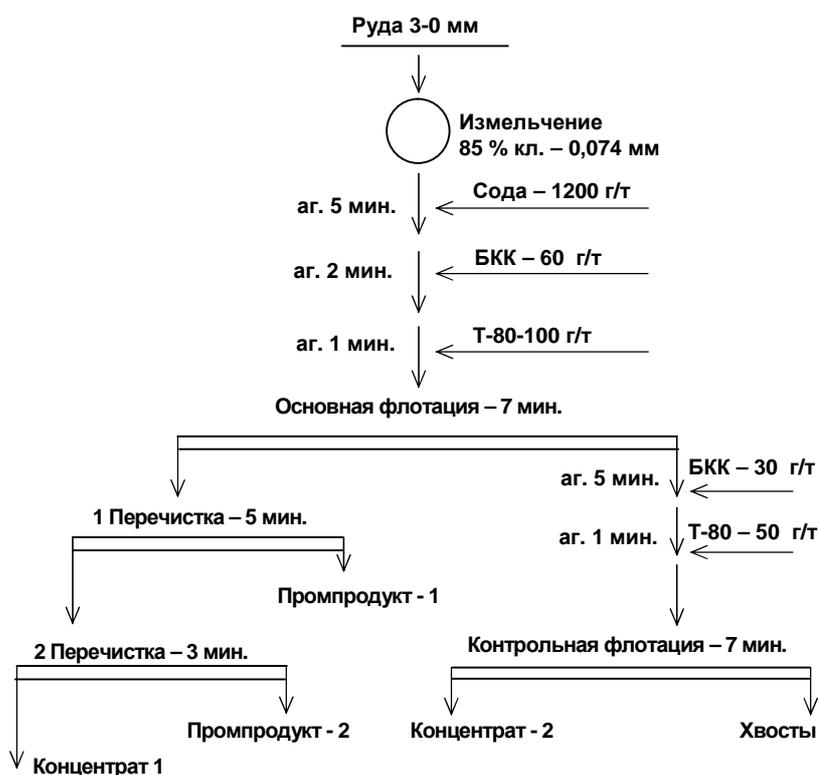


Рис. 1. Схема флотации в открытом цикле

проведены опыты флотации в открытом цикле (рис. 1) и по принципу непрерывного процесса (рис. 2). Результаты опытов приведены в табл. 1.

Как видно из табл. 1. при флотационном обогащении руды можно получить флотоконцентрат с выходом 5,1 %, содержащий 145,6 г/т золота и 476,5 г/т серебра при извлечении металлов 94,0 % и 82,1 %, соответственно.

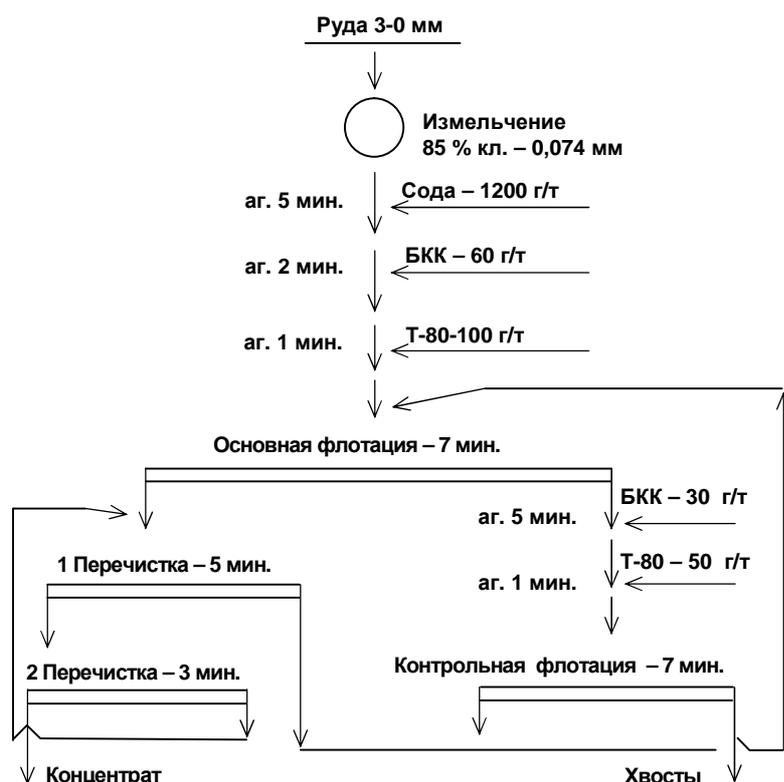


Рис. 2. Схема флотации по принципу непрерывного процесса

а также реагент вспениватель Р-3.

В результате проведенных исследований определен оптимальный расход реагента ПС - 120 г/т и реагента вспенивателя Р-3 - 150 г/т.

Результаты опытов по принципу непрерывного процесса с реагентами ПС и Р-3 приведены в табл. 2.

Из табл. 2 следует, что при флотации с реагентами ПС и Р-3 получены высокие показатели.

Исследованиями по очистке сточных вод установлено, что при сгущении концентратов, хвостов флотации были использованы коагулянты - серноокислый алюминий (оптимальный расход 500-1000 г/м³), известь (750-1500 г/м³), унифлок (10-20 г/м³), ПАА (10-20 г/м³).

Лучше всего улучшает осветляемость пульпы ПАА и серноокислый алюминий, позволяющие снизить удельную площадь сгущения для концентрата с 44,86 до 12,06 м²/т/сутки, а для хвостов флотации 1,3 м²/т/сутки.

Для интенсификации процесса осветления отвальных хвостов оптимальным вариантом является подача полиакриламида (20 г/м³), либо сульфата алюминия (1000 г/м³).

Очистка хвостов от сульфидной серы осуществлялась путем обработки пульпы сульфатом железа (II) из расчета 40 г/м³ (127 г/т).

Результаты химического анализа жидких фаз продуктов переработки руды и опытов по сгущаемости пульпы позволяют рекомендовать организацию водооборота при обогащении руды в промышленных условиях.

На основании полученных результатов можно считать, что руды участка Левобережный аналогичны по вещественному составу пробе № 1Т и могут перерабатываться на Ангренской ЗИФ.

Руда участка Левобережный может также использоваться в качестве флюсов в отражательной и конверторной плавке медного концентрата.

При этом, извлечение золота может составить 97 % и серебра 96 %.

Таблица 1

Результаты опытов флотации в открытом цикле

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, г/т		Извлечение, %	
		золото	серебро	золото	серебро
В открытом цикле (среднее из 4-х опытов) и в цикле (среднее из 4-х опытов)					
Концентрат- 1	3,1	233,5	746,0	20,5	80,3
Концентрат-2	4,8	5,6	64,8	3,2	10,4
Пром продукт-1	5,2	4,2	20,5	2,7	3,7
Пром продукт-2	1,4	2,3	8,0	0,4	1,4
Хвосты	85,5	0,3	1,4	3,2	4,2
Руда	100,0	8,0	28,8	100,0	100,0
По принципу непрерывного процесса (из 5-ти опытов)					
Концентрат	5,1	145,6	476,5	94,0	82,1
Хвосты	94,9	0,6	5,6	6,0	17,9
Руда	100,0	7,9	29,6	100,0	100,0

Таблица 2

Результаты опытов по принципу непрерывного процесса с реагентами ПС и Р-3

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, г/т		Извлечение, %	
		золото	серебро	золото	серебро
Концентрат	4,5	168,9	571	96,2	86,8
Хвосты	95,5	0,31	4,1	3,8	13,2
Руда	100,0	7,9	29,8	100,0	100,0

Представляло интерес проверить новый местный реагент собиратель под кодовым названием ПС,

СТАТИСТИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА ПОКАЗАТЕЛЕЙ ИОННОЙ ФЛОТАЦИИ МЕТАЛЛОВ ИЗ СЕРНОКИСЛЫХ РАСТВОРОВ

Абдурахмонов С.А., зав. кафедрой «Обогащение и металлургия» АГМФ НГГИ; **Холикулов Д.Б.**, ст. преподаватель кафедры «Обогащение и металлургия» ХМФ НГГИ; **Пиримов А.**, зав. кафедрой «Высшая математика» ХМФ НГГИ; **Нормуротов Р.И.**, ассистент кафедры «Обогащение и металлургия» ХМФ НГГИ; **Назаров В.Ф.**, магистр кафедры «Обогащение и металлургия» ХМФ НГГИ

В последние годы методы теории вероятностей все шире и шире проникают в различные области металлургии и обогащения полезных ископаемых. Предметом теории вероятностей является изучение вероятностных закономерностей массовых однородных случайных событий. Знание закономерностей, которым подчиняются массовые случайные события, позволяет предвидеть, как эти события будут протекать. Методы теории вероятностей широко применяются в различных производственных отраслях [1-3]. Теория вероятностей служит, также, для обоснования математической и прикладной статистики, которая в свою очередь используется при планировании и организации производства, при анализе технологических процессов, предупредительном и приемочном контроле качества продукции и для многих других целей.

Установление закономерностей, которым подчинены массовые случайные явления, основано на изучении методом теории вероятностей статистических данных – результатов наблюдений.

Основными задачами математической статистики являются:

- указание способов сбора и группировки статистических сведений, полученных в результате экспериментов;
- разработка методов анализа статистических данных в зависимости от целей исследования;

- оценка неизвестной вероятности события, параметров распределения, вид которого неизвестен;
- проверка статистических гипотез о виде неизвестного распределения или о величине параметров распределения, вид которого известен.

В итоге, задача математической статистики состоит в создании методов сбора и обработки статистических данных для получения научных и практических выводов.

Таблица 1

№ опыта	Извлечение, %		Отклонение от среднего			
	Сu	Мо	Сu _{абс.}	Сu _{квдр.}	Мо _{абс.}	Мо _{квдр.}
1	96,81	60,3	-1,1425	1,305306	-11,4725	131,6183
2	95,32	44,2	0,3475	0,120756	4,6275	21,41376
3	94,31	51,1	1,3575	1,842806	-2,2725	5,164256
22	97,23	45,1	-1,5625	2,441406	3,7275	13,89426
23	95,54	51,31	0,1275	0,016256	-2,4825	6,162806
24	95,24	47,77	0,4275	0,182756	1,0575	1,118306
	95,67 ср.взв	48,83 ср.взв		28,00585		193,4499

В данной работе приведены результаты статистической обработки показателей ионной флотации меди и молибдена из серноокислых растворов [4], с целью оценки воспроизводимости опытов с различными реагентами (табл. 1, 2, 3). Серноокислый раствор, полученный при выщелачивании, имел рН и содержал (г/л): медь - 8÷8,5; молибден - 2,0÷2,5; железо - 5÷5,5; цинк - 0,8÷1. Медь находилась в растворе в серноокислой форме. С целью выбора собирателя исследовалось извлечение ионов меди в «пенку» в зависимости от рН раствора, расхода собирателя и продолжительности флотации. Исследовались следующие собиратели:

амиловый ксантогенат, этиловый ксантогенат и диэтилтиокарбамат натрия (ДЭДТКН).

Предположим, что случайная величина a , подчиняется распределению Стьюдента с $n-1$ степенями свободы. Для статистической обработки полученных результатов рассчитывались основные числовые характеристики, как среднеарифме-

Таблица 2

№ опыта	Извлечение, %		Отклонение от среднего			
	Сu	Мо	Сu _{абс.}	Сu _{квдр.}	Мо _{абс.}	Мо _{квдр.}
1	96,95	67,9	0,161563	0,026102	2,735937	7,485354
2	96,21	70,3	0,901563	0,812815	0,335938	0,112854
3	96,28	70,5	0,831563	0,691496	0,135937	0,018479
19	98,5	69,5	-1,38844	1,927759	1,135938	1,290354
20	97,95	68,9	-0,83844	0,702977	1,735937	3,013479
21	97,9	70,25	-0,78844	0,621634	0,385937	0,148948
	97,1 ср.взв	70,13 ср.взв		59,69042		41,63117

Таблица 3

№ опыта	Извлечение, %		Отклонение от среднего			
	Cu	Mo	Cu _{абс.}	Cu _{квадр.}	Mo _{абс.}	Mo _{квадр.}
1	97,83	90,5	0,470344	0,221223	-1,65688	2,745235
2	98,75	86,75	-0,44966	0,202191	2,093125	4,381172
3	99,1	86,75	-0,79966	0,63945	2,093125	4,381172
30	99,5	87,5	-1,19966	1,439175	1,343125	1,803985
31	97,75	86,87	0,550344	0,302878	1,973125	3,893222
32	98,9	88,2	-0,59966	0,359588	0,643125	0,41361
	98,3 ср.взв	88,84 ср.взв		31,3516		116,5947

математическое значение параметров:

$$m = \bar{a} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n a_i$$

На практике часто требуется оценить рассеяние возможных значений случайной величины вокруг ее среднего значения. Например, во флотации важно знать, сколько получается металла, который должен извлекаться.

На первый взгляд может показаться, что для оценки рассеяния проще всего вычислить все возможные значения отклонения случайной величины и затем найти их среднее значение. Однако такой путь ничего не даст, так как среднее значение отклонения, для любой случайной величины равно нулю. Чаще всего вычисляют среднее значение квадрата отклонения, которое и называется дисперсией. Дисперсией дискретной случайной величины называют математическое ожидание квадрата отклонения случайной величины от ее математического ожидания:

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

Отклонением называется разность между значением отдельных измерений и общей средней

$$\Delta a = \bar{a} - a_i$$

Для оценки рассеяния возможных значений слу-

чайной величины вокруг ее среднего значения кроме дисперсии служат и некоторые другие характеристики. К их числу относится среднеквадратичное отклонение. Среднеквадратичным отклонением называется квадратный корень из дисперсии, $s = \sqrt{D_a}$.

Коэффициент вариации – относительная квадратичная ошибка, выраженная в процентах от среднего значения случайной величины, вычисляется по формуле:

$$u = \frac{s \times 100}{m}$$

Коэффициент вариации служит для сравнения величин рассеяния по отношению к выборочной средней двух вариационных рядов: тот из рядов имеет большее рассеяние по отношению к выборочной средней, у которого коэффициент вариации больше.

Результаты анализа абсолютных и квадратичных отклонений от средневзвешенного значения извлечения меди в флотоконцентрат получены по результатам лабораторных исследований при использовании реагентов амилового ксантогената (табл. 1), этилового ксантогената (табл. 2) и ДЭДТКН (табл. 3).

Из табл. 1, 2, 3 видно, что при использовании реагента амилового ксантогената среднее арифметическое значение извлечения меди составило 95,67 %, молибдена -48,83 %. При использовании этилового ксантогената среднее арифметическое значение извлечения меди 97,15 %, молибдена - 70,13 %. При использовании ДЭДТКН эти показатели составили 98,3 % и 88,84 %.

Результаты дисперсионного анализа величины извлечения меди и молибдена в флотоконцентраты при использовании амилового ксантогената, этилового ксантогената и ДЭДТКН приведены в табл. 4.

Из табл. 4 видно, что при использовании амилового ксантогената с вероятностью 0,9-0,999 можно получить отклонения от основной величины извлечения меди 95,67 % в пределах $\pm 1,15$ %, молибдена - $48,83 \pm 5,94$ %. Для этилового ксантогената и ДЭДТКН эти показатели составили $97,11 \pm 1,43$ %; $96,43 \pm 1,89$ % (извлечение меди в концентрат), молибдена - $70,13 \pm 1,65$ %; $88,84 \pm 2,18$ % (извлечение молибдена в концентрат).

Отсюда следует, что в результате испытаний наиболее надеж-

Таблица 4

Показатели	Извлечение Cu и Mo с различными реагентами, %						
	Амиловый ксантогенат		Этиловый ксантогенат		ДЭДТКН		
	Cu	Mo	Cu	Mo	Cu	Mo	
Среднее арифметическое, %	95,67	48,83	97,1	70,13	98,3	88,84	
Дисперсия, σ^2	1,21	8,41	1,92	1,34	1,02	3,76	
Стандарт, σ	1,1	2,9	1,39	1,16	1,01	1,94	
Коэффициенты Стьюдента, t_α	0,90	1,714	1,714	1,7	1,7	1,698	1,698
	0,95	2,07	2,07	2,04	2,04	2,038	2,038
	0,98	2,5	2,5	2,46	2,46	2,456	2,456
	0,99	2,81	2,81	2,75	2,75	2,745	2,745
	0,999	3,77	3,77	3,39	3,39	3,64	3,64
Коэффициент вариации, u	1,15	5,94	1,43	1,65	1,08	2,18	
Максимальное значение параметра	97,23	60,3	98,83	72,4	99,5	91,5	
Минимальное значение параметра	93,12	44,2	93,12	67,9	96,75	86,25	

ные и достоверные данные получены для ДЭДТКН.

Погрешности в определении величины извлечения металлов складываются в основном из погрешностей в определении содержания меди и молибдена в растворе и при отборе проб для анализа.

Значения коэффициента вариации при определении извлечения меди изменяются от 1,08 для ДЭДТКН до 1,43 для изопропилового ксантогената. Для амилового ксантогената этот коэффициент со-

ставляет 1,15. При определении извлечения молибдена эти коэффициенты изменяются в порядке 1,65-2,18-5,94 для этилового, ДЭДТКН и амилового ксантогената.

Эти значения коэффициентов вариации подтверждают воспроизводимость полученных показателей с достаточной степенью достоверности и надежности.

Список литературы:

1. В.Е. Гмурман. Теория вероятностей и математическая статистика. М.: Высшая школа. 1999. с. 479.
2. Е.И. Гурский. Теория вероятностей с элементами математической статистики. М.: Высшая школа. 1971. с. 328.
3. О.Н. Кассандрова, В.В. Лебедев. Обработка результатов наблюдений. – М.: Наука. 1970. с.104.
4. С.А. Абдурахмонов, Д.Б. Холкулов, Б.А. Кутбединов. Применение ионной флотации для извлечения металлов из кислых растворов. //Горный вестник Узбекистана. 2004. № 1. с. 34-35.

УДК 661.183

© Беглов Б.М., Шарафутдинов У.З., Хушваков О.Б., Абдурахманов Э. 2005 г.

ИЗУЧЕНИЕ МЕХАНИЗМА СОРБЦИИ ЗОЛОТА И СЕРЕБРА НА АКТИВИРОВАННЫХ УГЛЯХ

Беглов Б.М., проф. Института общей и неорганической химии АН РУз, докт. техн. наук; **Шарафутдинов У.З.**, соискатель НГМК; **Хушваков О.Б.**, доцент кафедры «Металлургия» НГГИ, канд. физ.-мат. наук; **Абдурахманов Э.**, доцент кафедры «Металлургия и обогащение» НГГИ, канд. хим. наук

Для изучения механизма осаждения благородных металлов из цианистых растворов на активированных углях был использован равновесно-кинетический анализ. Результаты комплексной обработки экспериментальных данных методом равновесно-кинетического анализа свидетельствуют о внутридиффузионном характере сорбции золота и серебра из растворов активированным углем.

Широкое применение активированного угля является одним из важнейших достижений мировой металлургии золота и серебра последних десятилетий.

Для выяснения механизма осаждения благородных металлов из цианистых растворов на активированном угле (ау) был использован равновесно-кинетический анализ [1].

Этот метод позволяет получить равновесную и кинетическую информацию из единой серии обычных температурно-временных экспериментов без достижения равновесия и при необходимости соблюдения постоянства параметров на начальной стадии процесса. Кроме того, если в термодинамике многокомпонентных систем применяемые математические методы основаны на существовании глобального равновесия, то при равновесно-кинетическом анализе процесса случайный поиск используется с уверенностью в принципиально достижимости равновесного состояния независимо

от условий практической реализации.

Использование равновесно-кинетического анализа (РКА) дает возможность находить модельные величины термодинамических и кинетических констант по отношению к конкретному химическому процессу.

Известно, что собственно акт сорбции - закрепление адсорбируемых молекул или ионов на активных центрах углеродной поверхности, как правило, протекает с очень большой скоростью. Рассчитанные значения энергии активации процесса сорбции золота и серебра характерны для процессов, протекающих в диффузионной области. Поэтому методом равновесно-кинетического анализа проведена оценка адекватности только диффузионных моделей.

Для типичного случая внешне диффузионного процесса сорбции необходимо представить, что лимитирующая стадия процесса локализуется на границе раздела фаз сорбент-раствор, поэтому и перепад концентраций (движущая сила диффузии) будет реализовываться в тонкой пленке на границе раздела этих фаз.

Внешне диффузионная модель сорбции в статических условиях характеризуется постоянным уменьшением движущей силы диффузии (ΔC), так как концентрация сорбируемого компонента в растворе уменьшается до равновесного значения.

Движущая сила диффузии:

$$\Delta C = C_0 - \left(\frac{m_0}{W} + 1 \right) \cdot \bar{C}, \quad (1)$$

где C_0 и C - соответственно начальная и текущая концентрации металла в растворе и сорбенте;

m_0 - масса навески сорбента;

W - объем исходного раствора.

Общий вид дифференциального уравнения внешнедиффузионной модели сорбции следующий:

$$\frac{da}{A + Ba} = ndt, \quad (2)$$

где $a = \frac{\bar{C}}{PCOE}$ - степень насыщения сорбента;

PCOE - полная статическая обменная емкость;

$$A = \frac{\bar{C}_0}{PCOE}; B = \left(\frac{m_0}{W} + 1 \right); n = \frac{3m_0}{r_0 r} \cdot \frac{D}{d} \quad (3)$$

где D - коэффициент внешней диффузии;

r - плотность сорбента;

d - толщина диффузионного слоя;

R_0 - средний радиус зерен сорбента.

В изотермических условиях величина d не изменяется, следовательно, отношение D/d будет также постоянным и характеризовать константу скорости внешней диффузии $K_D = D/d$.

После интегрирования формулы (1) имеем:

$$\ln(A + Ba) = nt + const \quad (4)$$

Обозначив левую часть выражения (4) как Z , а константу интегрирования - Z_0 , получим уравнение прямой:

$$(Z - Z_0) = nt, \quad (5)$$

Величину Z_0 можно определить из начальных условий проведения эксперимента ($t = 0, a = 0$):

$$Z_0 = \ln A \quad (6)$$

Анализируя строго детерминированное модельное равенство (5) можно заметить, что прямая линия $(Z - Z_0) = pt$ должна проходить через начало координат, что, по-видимому, может соблюдаться только в том случае, если условия проведения эксперимента и характер процесса полностью соответствуют данной равновесно-кинетической модели. Поэтому в методе предусмотрено введение свободного члена в прямолинейную зависимость (5) как неизвестной величины. При таком подходе возможен количественный учет всех отклонений экспериментальных результатов от найденного закона взаимодействия всех экспериментальных помех, включая и регулярные. Особенно это относится к нарушениям изотермичности или нестационарности режима перемешивания в начальной стадии про-

цесса. Выражая модельную формально-кинетическую продолжительность t через сумму фактической (экспериментальной) t_s и поправочной Δt , вместо формулы (5) запишем:

$$(Z - Z_0) = n(t_s + Dt) \text{ или}$$

$$(Z - Z_0) = n t_s + nDt \quad (7)$$

Общий порядок расчета по этому уравнению состоит в следующем. Каждая кинетическая кривая сорбции представляется набором экспериментальных массивов t_s и C . Для обработки их по методу равновесно-кинетического анализа точечные значения продолжительности процесса используются напрямую, а текущая концентрация C пересчитывается на $(Z - Z_0)$ по выражениям (5) и (6). Однако, при этом возникает необходимость определения точного значения равновесной концентрации металла в сорбенте, соответствующей полной статической обменной емкости. Для этого в расчетах по каждой кинетической кривой в уравнении (7) задается первое поисковое значение PCOE, например, заведомо меньше экспериментальной равновесной концентрации, затем рассчитывается $(Z - Z_0)_s$ и далее, по методу наименьших квадратов, вычисляются n и nDt , по которым определяются расчетные значения $(Z - Z_0)'_p$. Полученные $(Z - Z_0)'_p$ сравниваются с $(Z - Z_0)'$ по величине коэффициента корреляции, справедливого для линейных многофакторных зависимостей [2]:

$$R = \sqrt{1 - \frac{(n-1) \sum_{i=1}^n [(Z - Z_0)_{\Delta i} - (Z - Z_0)_{P_i}]^2}{(n-k-1) \sum_{i=1}^n [(Z - Z_0)_{\Delta i} - (Z - Z_0)_{\Delta_{cp}}]^2}} \quad (8)$$

где n - число экспериментальных точек;

k - число действующих факторов (в данном случае для всех кривых сорбции $k = 1$);

$(Z - Z_0)_{\Delta_{cp}}$ - среднее значение $(Z - Z_0)_{\Delta}$ для данной кривой.

Значимость коэффициента корреляции и вместе с ним математической модели, устанавливается для 95 % уровня достоверности неравенством:

$$t_R = \frac{R\sqrt{n-k-1}}{1-R^2} > 2 \quad (9)$$

После определения коэффициента корреляции и его значимости расчеты повторяются при новом, более высоком значении PCOE и т.д. Величина PCOE, которая соответствует максимуму коэффициента корреляции прямой (8) с результатами эксперимента, феноменологически наиболее вероятна для данной модели. Соответствие найденной равновесной концентрации значение n служит основной для вычисления константы скорости внешней диффузии K_D и поправки Dt . По величинам K_D с при-

менением уравнения Аррениуса $K_D = k_0 e^{-E/RT}$ методом наименьших квадратов рассчитываются кинетические характеристики процесса.

Случай «гелевой» диффузии относится к наиболее распространенным в сорбции, поскольку внешнедиффузионные затруднения обычно легко устраняются на практике.

В статических условиях сорбции концентрация ионов металла по мере протекания процесса изменяется, поэтому из уравнения материального баланса можно записать:

$$c = c_0 - \bar{c} \cdot \frac{m_0}{W} \quad (10)$$

где c_0 и c - начальная и текущая концентрации металла в растворе;

\bar{c} - текущая концентрация металла в сорбенте.

Если ввести коэффициент k_c , отражающий соотношение концентраций металла в растворе и сорбенте, то по условиям эксперимента:

$$k_c = \frac{C^x}{PCOE} \quad (11)$$

где C^x - равновесная концентрация металла в растворе.

Тогда движущая сила (ДС) внутридиффузионного процесса:

$$\Delta C = k_c \cdot (C - C^x) \quad (12)$$

Считая что, $\alpha = C/PCOE$ можно, учитывая закон действия масс, записать дифференциальное уравнение:

$$\frac{\partial a}{\partial t} = \frac{D}{d} \cdot F \cdot \left(k_c \frac{C_0}{PCOE} - 1 - k_c \frac{m_0}{W} a \right) \quad (13)$$

где D - коэффициент внутренней диффузии;

d - толщина диффузионного слоя;

F - поверхность реагирования.

Заменяв F на $\frac{3m_0}{r_0} \cdot (1-a)^{2/3}$, а d на $r_0 [1 - (1-a)^{1/3}]$ и разделив переменные, найдем конечное дифференциальное уравнение, отражающее взаимосвязь равновесных и кинетических констант в рамках данной модели:

$$\frac{[1 - (1-a)^{1/3}] da}{(1-a)^{2/3} \cdot (B - aa)} = q dt \quad (14)$$

где $B = k_c \left(\frac{C_0}{PCOE} - 1 \right)$; $a = k_c \cdot \frac{m_0}{W}$; $a = k_c \cdot \frac{3m_0}{r_0^2} \cdot D$

После интегрирования выражения (7) в элементарных функциях с применением подстановки Эйлера и неоднократной замены переменных имеем:

$$\frac{1}{a^{1/3} A^{1/3}} \left[\frac{a^{1/3} - A^{1/3}}{2a^{1/3} A^{1/3}} \cdot \ln \frac{(X^{1/3} - C^{1/3})}{X^{2/3} + (CX)^{1/3} + C^{2/3}} - \sqrt{3} \left(\frac{1}{A^{1/3}} \cdot \operatorname{arctg} \frac{X^{1/3} \sqrt{3}}{X^{1/3} + 2C^{1/3}} + \frac{1}{a^{1/3}} \cdot \operatorname{arctg} \frac{2X^{1/3} C^{1/3}}{C^{1/3} \sqrt{3}} \right) \right] = (15)$$

$$= qt + const$$

где $C = A/a$, $A = (B + a)$, $X = (1 - a)$.

Объединенная константа интегрирования данного уравнения определяется из начальных условий эксперимента $t = 0$, $a = 0$:

$$Z = \frac{1}{a^{1/3} A^{1/3}} \left[\frac{a^{1/3} - A^{1/3}}{2a^{1/3} A^{1/3}} \cdot \ln \frac{(1 - C^{1/3})}{1 + (CX)^{1/3} + C^{2/3}} - \sqrt{3} \left(\frac{1}{A^{1/3}} \cdot \operatorname{arctg} \frac{\sqrt{3}}{2C^{1/3} + 1} + \frac{1}{a^{1/3}} \cdot \operatorname{arctg} \frac{2 + C^{1/3}}{C^{1/3} \sqrt{3}} \right) \right] \quad (16)$$

После разделения модельной продолжительности t на экспериментальную (t_s) и поправочную (Δt) и замены левой части выражения (14) на Z' получим соотношение, аналогичное уравнению (4):

$$Z' - Z'_0 = qt_s + q\Delta t \quad (17)$$

По формуле (17) случайно-поисковым методом можно определять модельное значение PCOE, наиболее вероятное для данной модели, а также Δt и D для каждой из кинетической кривой сорбции. По величинам D рассчитывают кинетические параметры процесса.

При соблюдении всех условий проведения опытов (особенно принципиальной достижимости системой равновесного состояния) результатами модельной обработки экспериментальных данных являются конкретные числовые значения: константы скоростей реакции, коэффициенты диффузии при различных температурах; энергия активации в рамках различных моделей; равновесные модельные концентрации компонентов и констант равновесия для каждой кинетической кривой; изменения стандартных термодинамических функций в процессе; коэффициенты корреляции; поправочная продолжительность Δt .

Дискриминация моделей равновесно-кинетического анализа начинается с анализа детерминированной информации. Если для модели получены данные, трактуемые как нарушение общих физических и химических законов, например, отрицательная энергия активации или экстремальная зависимость констант скорости, то они исключаются из рассмотрения.

На втором этапе анализа оцениваются стохастические характеристики моделей. Если значение ко-

эффицента корреляции незначительно ($t_r < 2$), то это также свидетельствует о несоответствии данной модели характеру данного химического процесса. Когда величина Δt сравнима с общей продолжительностью эксперимента, можно сделать заключение об отсутствии адекватности модели.

Достоверность внутридиффузионной модели, также, подтверждает как сравнительную регулярность изменения поправочного времени Δt , так и высокие значения коэффициентов при аппроксимации каждой из кинетической кривой сорбции в координатах модельного уравнения.

Таблица

Результаты равновесно-кинетического анализа сорбции золота и серебра углеродными сорбентами

Внешне-диффузионная модель								
Тип комплекса	Температура, К	R	t_r	Δt , мин	Модельная ПСОЕ, мг/г	Экспериментальная ПСОЕ, мг/г	$K_D \cdot 10^{-7}$, см ² /с	E, кДж/моль
[Au(CN) ₄] ³⁻	293	0,8094	5,25	2340	4,80	5,33	8,105	
[Au(CN) ₄] ³⁻	313	0,7488	3,41	2210	4,64	5,15	9,728	
[Au(CN) ₄] ³⁻	333	0,7949	3,74	2050	4,46	4,90	11,709	7,47
[Ag(CN) ₄] ³⁻	293	0,7971	5,35	1830	4,25	4,53	7,883	
[Ag(CN) ₄] ³⁻	313	0,7844	4,56	1890	3,67	4,07	10,258	
[Ag(CN) ₄] ³⁻	333	0,7849	4,09	2750	2,55	2,83	12,094	8,67

Внутридиффузионная модель								
Тип комплекса	Температура, К	R	t_r	Δt , мин	Модельная ПСОЕ, мг/г	Экспериментальная ПСОЕ, мг/г	$D \cdot 10^{-8}$, см ² /с	E, кДж/моль
[Au(CN) ₄] ³⁻	293	0,9904	116,0	-65,50	5,30	5,33	2,783	
[Au(CN) ₄] ³⁻	313	0,9453	17,8	-57,80	4,78	5,15	3,471	
[Au(CN) ₄] ³⁻	333	0,9936	135,0	2,40	4,71	4,90	4,516	9,82
[Ag(CN) ₄] ³⁻	293	0,9694	39,4	-56,20	4,31	4,53	1,817	
[Ag(CN) ₄] ³⁻	313	0,9808	57,8	58,00	4,01	4,07	2,541	
[Ag(CN) ₄] ³⁻	333	0,9810	52,1	-16,60	2,75	2,83	3,089	10,78

Дискриминация моделей сорбции золота и серебра из цианистых растворов АУ по равновесным, кинетическим и стохастическим характеристикам позволяет считать наиболее вероятной внутридиффузионную модель.

При использовании внутридиффузионной модели получены наиболее адекватные результаты по модельным равновесным значениям емкости металлов в сорбенте (ПСОЕ) с экспериментальными данными.

Результаты комплексной обработки экспериментальных данных методом равновесно-кинетического анализа совпадают с результатами исследований [3, 4] и свидетельствуют о внутридиффузионном характере сорбции золота и серебра из растворов АУ.

Экспериментальные данные - массив кинетических кривых сорбции благородных металлов обрабатывали на ПЭВМ типа IBM PCAT-586. Результаты расчета по двум моделям представлены в табл.

По кинетическим характеристикам можно заключить, что эта модель обеспечивает значения энергий активации, которые почти не отличаются от ранее рассчитанных по константам скорости сорбции при различных температурах.

Обсчет экспериментальных данных по уравнениям внешнедиффузионной модели дает абсурдные значения величин Δt , сравнимых с общей продолжительностью процесса. Также небольшие значения величины t_r свидетельствуют об отсутствии тесной связи расчетных и экспериментальных данных, то есть о несоответствии данной модели характеру сорбционного процесса.

Таким образом, метод равновесно-кинетического анали-

за может выступать не только как инструмент получения комплексной кинетико-термодинамической информации, но и как единая унифицированная программа обработки результатов эксперимента в целях накопления банка термодинамических и кинетических данных, которые после такой обработки правомерно сравнить между собой, хотя исходные массивы могут быть получены в различных условиях эксперимента. Кроме того, равновесно-кинетический анализ позволяет также количественно оценивать качество и надежность того или иного эксперимента.

Список литературы:

1. Малышев В.П., Шкодин В.Г. Равновесно-кинетический анализ химических процессов Алма-Ата: Илим, 1990. С.112.
2. Малышев В.П. Вероятностно-детерминированное планирование эксперимента Алма-Ата: Наука, 1981. С.116.
3. Cho E., Dixon J., Pitt C.H. The kinetics of gold cyanide adsorption on activated charcoal // Metallurgical Transaction. 1979. Vol. 108, N 6. P. 185-189.
4. Cho E., Pitt C.H. Kinetics and thermodynamics of silver cyanide adsorption on activated charcoal // Metallurgical Transaction. 1979, Vol. 108, N 6. P. 165-169.

ТЕОРЕТИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ТЕРМОГРАВИТАЦИИ И РЕЗУЛЬТАТЫ МИНЕРАЛОГИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ ПРОДУКТОВ ОБЕДНЕНИЯ

Атаханов А.С., соискатель Алмалыкского горно-металлургического факультета НГГИ; **Хасанов А.С.**, декан Алмалыкского горно-металлургического факультета НГГИ, канд. техн. наук; **Мусаев А.М.**, старший научный сотрудник АН РУз, канд геолого-мин. наук; **Абдукадыров А.А.**, соискатель кафедры «Металлургия» НГГИ

На ОАО «Алмалыкский ГМК» была разработана и опробована технология обеднения шлаков КФП термогравитационным способом при помощи неизотермического отстаивания, называемого, также, термогравитационный способ обеднения.

Согласно [1] сущность этой технологии заключается в том, что при охлаждении шлаков при условии сохранения жидкотекучести снижается растворимость сульфидов с образованием перенасыщения растворов. При этом нарушается равновесие шлаков – дисперсоид расслаивания:

$$\begin{aligned} a_{(\text{FeS})} &> a_{[\text{FeS}]} \\ a_{(\text{Cu}_2\text{S})} &> a_{[\text{Cu}_2\text{S}]} \end{aligned}$$

Если скорость охлаждения невелика, то величина перенасыщения не обеспечивает $\Delta Z^{\text{изб}}$ для FeS и Cu_2S в шлаке достаточную для преодоления поверхностных сил и образования новых объёмов дисперсоида расслаивания, т.е. идёт укрупнение штейновых частиц:

$$\begin{aligned} a_{(\text{FeS})} &\rightarrow a_{[\text{FeS}]} \\ a_{(\text{Cu}_2\text{S})} &\rightarrow a_{[\text{Cu}_2\text{S}]} \end{aligned}$$

В случае непрерывного охлаждения идёт непрерывный процесс массопереноса сульфидов из шлака к штейновым частицам, т.е. их укрупнение.

Более детально этот вопрос рассмотреть при использовании известного уравнения Гиббса – Томпсона для сферически растворимой частицы в объёме растворителя [2]:

$$\ln \frac{C_1}{C_0} = \frac{2dM}{RTrr}$$

В изотермических условиях C_1 , т.е. пересыщенной концентрации дисперсной фазы у поверхности капли радиуса r больше C_0 , т.е. насыщенной концентрации в объёме дисперсной фазы, т.к. $C_1 > C_0$ и если $r_1 < r_2$, то $C_{(r_1)} > C_{(r_2)}$, т.е. пересыщенная концентрация у поверхности капли возрастает с уменьшением радиуса, что приводит к эффекту изотермического перегона, из-за которого в шлаке отсутствуют частицы коллоидной крупности ($< 0,5$ мкм) [2].

В случае неизотермического отстаивания термодинамическая ситуация существенно меняется. Пересыщенная концентрация сульфидов в шлаке C_n больше насыщенной концентрации C_0 ($C_n > C_0$).

С другой стороны $C_0 < C_r$.

Для частиц различной крупности возможно $C_n > C_r$, $C_0 < C_r$, $C_0 = C_r$.

Рассмотрим случай $C_n = C_r$.

$$\ln \frac{C_1}{C_0} = \frac{2dM}{RTrr} = 0$$

Такая ситуация возможна только при $r = \infty$, что соответствует плоской поверхности раздела.

Отсюда можно сделать вывод, что как для насыщенных, так и для пересыщенных растворов $C_0 \neq C_r$, $C_0 \neq C_1$.

В случае, если $C_r > C_0$ и $C_r < C_0$, возможно или растворение сульфидных частиц, или изотермическая перегонка.

В случае, если $C_n > C_r$ может идти процесс как образование новых объёмов сульфидных частиц, так и укрупнение существующих.

Если известен критический минимальный радиус устойчивости сульфидных частиц (0,5 мкм), то по уравнению Гиббса Томпсона можно определить величину:

$$\ln \frac{C_1}{C_n} \quad \text{и} \quad \frac{C_n}{C_r} = h$$

где η – критический коэффициент пересыщения.

Если $\frac{C_n}{C_r} < h$, образование новых объёмов мелкодисперсной взвеси не происходит.

Величина η для шлаковых расплавов, содержащих сульфидные частицы, зависит от скорости охлаждения.

Из этого анализа можно сделать предварительный вывод. Поскольку C_r не зависит от содержания растворённых сульфидов в шлаке C_n , то при снижении растворения сульфидов в шлаке и переводе сульфидов в дисперсоид расслаивания в обмене низких концентраций может иметь место большая степень пересыщения, а следовательно, и большая скорость охлаждения. Между восстановительным и термогравитационным способами, несмотря на внешне физико-химическое сходство, имеются существенные различия.

При восстановительном процессе избежать образования дополнительного объёма дисперсоида расслаивания практически невозможно, хотя бы из-за неселективности восстановления или наличия границы раздела между восстановительными газами и фазой шлаков.

Возможно, этот недостаток можно преодолеть путём восстановления шлака электролизом, однако,

технология этого типа не применяется из-за сложности осуществления. При термогравитационном способе в отсутствие барботажа перенос тепла осуществляется за счёт теплопроводности. Температурное поле носит постоянный характер, и ярко выраженных зон перегрева или переохлаждения не наблюдается.

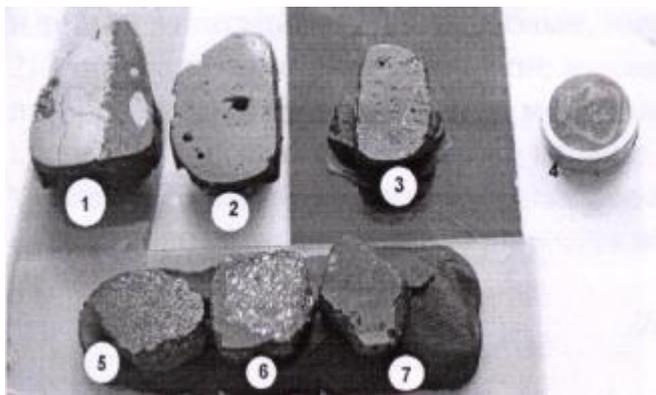


Рис. 1. Аншлифы проб донной и верхней фаз и пробы материала с границы раздела между донной и средней частью шлаковой фазы

Для подтверждения результатов теоретического анализа шлаков КФП проведены лабораторные опыты. Для получения шлака, сохранившего при вторичном расплавлении отношение потерь, была использована специальная методика. Это методика включала в себя грануляцию шлака в известковом молоке при заливке его тонкой струёй при интенсивном перемешивании гранулирующего агента.

Благодаря этому 70-80 % материала представляет собой фракцию крупностью 1-2 мм. При резком охлаждении растворённая медь образует частицы, которые при расплавлении не отстаиваются, а растворяются в шлаке, т.к. их размер менее 10^{-4} см, ниже предела их устойчивости.

Полученная мелкая фракция по химическому составу и содержанию в ней меди практически не отличается от более крупной, поэтому она после её получения в надлежащем количестве (более 100 кг) была отмыта от известкового молока слабым раствором HCl , затем водой, после сушки измельчена до крупности 0,1 мм и усреднена.

Процесс термогравитационного обеднения осуществлялся в шлаковых чашах. Содержание меди в шлаках в среднем составило, %: 0,88; 0,88; 0,65, соответственно. По высоте шлаковой чаши, имеющей температурные метки, температура верхнего слоя составляет около $1260^{\circ}C$, а нижнего $1150^{\circ}C$.

В соответствии с теорией, в наибольшей степени процесс обеднения характеризуется средним слоем шлака. Нижний слив шлака – эта обогащённая масса, в которой расслоение затормозилось из-за низких температур и, следовательно, повышенной вязкости в связи с контактом в донной части чаши. Донная корка является обратным продуктом, поступающим на переработку в отражательную печь

или на флотацию. Между содержанием меди в донной части и исходном содержании меди в шлаке существует связь.

Термогравитационный способ обеднения шлаков, после проведения опытно-промышленных испытаний был принят ОАО «Алматыским ГМК» как технология, подлежащая промышленному внедрению в полном объёме для шлаков КФП. К сожалению, полномасштабное внедрение полностью осуществлено не было. Это, в первую очередь, вызвано тем, что осуществление термогравитационного отстаивания в чашах не позволяет получить отдельную шейтовую фазу, а вывод меди в относительно бедные донные шлаковые корки не позволяет обеспечить полную переработку этих корок в металлургическом цехе из-за загруженности плавленных мощностей.

Для подтверждения вышесказанного были отобраны пробы донной и верхней фаз и пробы материала с границы раздела между донной и средней частью шлаковой фазы чаши. После охлаждения отобранные пробы были подвергнуты микроскопическому анализу. На рис. 1 показано четкая граница раздела между шлаковой и шейтовой фазой донной и средней части шлака (аншлиф 1), мелкие капли шейны, где осаждение ещё не произошло. В аншлифе 2 показан микрошлиф верхней части шлаковой фазы. Крупные (первичные) соединения в нём отсутствуют. Приведен микрошлиф донной части шлака КФП после термогравитации (аншлиф 3). Аншлифы 4 и 5 показывают микрошлифы проб исходного шлака до обеднения. На аншлифе 6 изображен микрошлиф шлака после термогравитационного обеднения гранулированного в известковом молоке. При этом мелкие гранулированные частицы зафиксированы в шлiffe с помощью связующего материала. Было установлено, что грануляция в известковом молоке приводит к частичному окислению сульфидов шлака. Видны остатки известки на поверхности частиц (аншлиф 1).

Структура шлака после обеднения и нормально охлажденного шлака приведена на аншлифе 7.

На рис. 2 показан микрошлиф исходного шлака КФП медеплавильного завода. При увеличении в 800 раз видна халькозин-халькопиритная эвтектика (1) размеров 56×44 мкм с индивидуальными включениями халькозина (2) размером 18 мкм. На этом же рисунке виден фаялитовый слой (3). Имеются точки медных включений размером 3-5 мкм (4) и мелкие частицы (6). Магнетит присутствует в виде дендритов (5). На рис. 3 (микрошлиф донной части шлака после обеднения) видны сульфидные включения (шейны) (1), с которыми пересекаются слои шлака, содержащие частицы металлической меди размером до 200 мкм (2). На рис. 4 изображен микрошлиф границы донной и средней фаз шлаковой чаши. Видно, что все крупные сульфидные частицы после термогравитации продолжительностью 40 мин сконцентрированы в донной фазе.

Таким образом, минералогический анализ подтверждает правильность теоретической концепции и целесообразность термогравитационного отстаивания для глубокого обеднения шлаков КФП МПЗ АГМК.

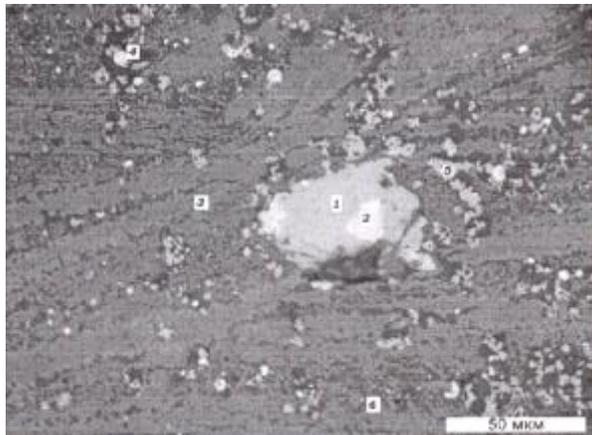


Рис. 2. Микрошлиф исходного шлака КФП медеплавильного завода

Дополнительное исследование установило отсутствие золота и серебра в верхней и средней частях шлаковой фазы. Это показало, что потери золота и серебра связаны с их присутствием в первичных сульфидных частицах.

Это обстоятельство представляет особое значение для АГМК.

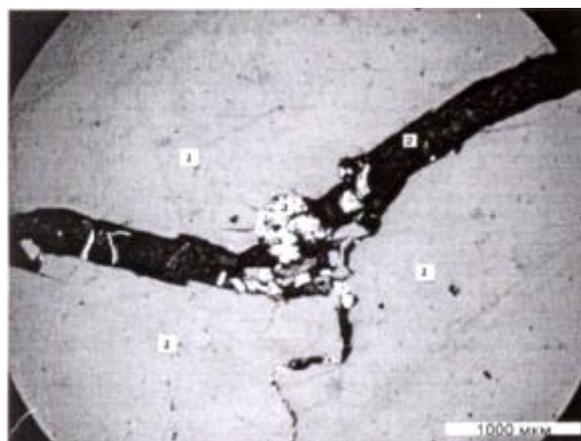


Рис. 3. Микрошлиф донной части шлака после обеднения

Особенности микроструктур и характер распределения петрогенных и рудообразующих элементов в различных фазах шлаков наглядно демонстрируют результаты рентгеноспектрального анализа. Такие анализы нами были выполнены на микрозонде «Jeol» ИГГ АН РУз. На рис. 5 показана микроструктура шлака, подвергнутого переплаву и кристаллизации с целью отработки методов доизвлечения меди и других полезных компонентов при переделе изученного типа шлаков.

Из рис. 5 видно, что кристаллическая фаза, занимающая около 70 % объема шлака, представлена дендритообразными (перистыми) серыми кристаллами фаялита и черными бесформенными некристаллическими агрегатами стеклофазы, развитой в интерстициях кристаллов фаялита, а также мелкими, скелетными, часто крестообразными включениями магнетита, выделяющегося среди стеклофазы в объеме до 10 %. Микроструктура шлака приближается к витрофировой, если учесть то, что все кристаллы фаялита тонко прорастают со стеклом. О компонентном составе шлака приблизительно можно судить по растровой картине распределения элементов. Так, в составе фаялита по распространенности главным компонентом является железо,



Рис. 4. Микрошлиф границы донной и средней фаз шлаковой чаши

второстепенным – кремний. Не исключено вхождение в состав фаялита небольших изоморфных примесей кальция и алюминия, преобладающая часть которых сосредоточена в стеклофазе. По характеру распределения серы можно догадаться, что в шлаке присутствуют мельчайшие включения сульфидов меди и железа. Титан, главным образом, обнаруживается среди стекла и, по-видимому, образует совместно с железом титаномагнетит или ильменит.

Химический состав главного материала шлаков АГМК фаялита довольно сложный. Он вызван тонкими прорастаниями фаялита с небольшим количеством ортосиликатов кальция, магния, цинка, бария и других элементов. Об этом можно предполагать на основании химического анализа состава фаялита приведенного в табл.

Данные табл. указывают на большую дисперсию распределения содержания SiO_2 в анализированных точках. Очевидно, на результаты анализа оказывает влияние как наличие твердых растворов других ортосиликатов в составе фаялита, так и попадание лазерного луча в стыки кристаллов фаялита с окружающими или прорастающими зонами стеклофазы. Так, результаты точек 1 и 2 ближе характеризуют состав стеклофазы, нежели фаялита. И если учесть, что часть железа связана с оксидами, содержание

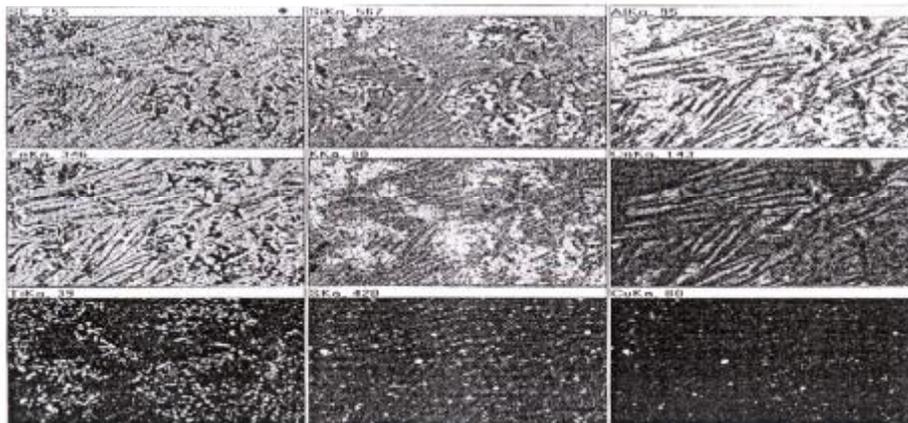


Рис. 5. Микроструктура шлака, подвергнутого переплаву и кристаллизации с целью отработки методов доизвлечения меди и других полезных компонентов при переделе изученного типа шлаков

онного процесса при жидком удалении шлака и штейна в высокопроизводительных компактных установках.

Геометрия термогравитационного шлако-обеднительного агрегата должна быть выбрана таким образом, чтобы обеспечить скорость охлаждения шлака не более одного градуса ($^{\circ}\text{C}$) в минуту в любом элементе объема. В целом геометрия печи для обеднения шлака термогравитационным методом схожа с геометрией печи Ванюкова, включая сифоны. Можно предположить, что в технологии ПВ значительную роль играют термогравитационные процессы, но этот вопрос не исследован.

Внедрение технологии термогравитационного обеднения шлаков КФП позволит решить одну из очень важных для АГМК задач.

Выводы:

1. Если теоретический анализ показывает, что концентрация C_r не зависит от содержания растворенных сульфидов в шлаке C_n , то при снижении растворимости сульфидов в шлаке и переводе сульфидов в дисперсид расщавивания в обмене низких концентраций имеет место большая степень пересыщения. Несмотря на близкие физико-химические и минералогические сходства шлаков, между восстановительными и термогравитационным способами, имеются существенные различия.

2. Минералого-петрографические исследования шлаков Алмалыкского ГМК показали образование минералов при медленном и быстром охлаждении, а также во время кристаллизации в известковом молоке шлакообразующих силикатов. При анализе также было выявлено, что в шлаке содержится 60-70 % фаялита, в котором главным компонентом по распространенности является железо, а второстепенным – кремний.

Список литературы:

1. Хасанов А.С. *Физическая химия медного производства*. Навои, 2003 г.
2. Ванюков А.В., Зайцев В.Л. *Шлаки и штейны в цветной металлургии*. М.: Металлургия, 1964 г.

№№ точек	SiO ₂	TiO ₂	Al ₂ O ₃	FeO	ZnO	CaO	BaO	K ₂ O	SO ₃	Сумма
1	45,83	0,42	11,24	22,71	2,01	6,27	0,61	3,04	2,55	94,69
2	62,11	0,26	11,93	14,74		3,47		6,05	0,99	99,56
3	39,91		3,28	44,15	1,31	0,86		2,43		91,95
4	34,52		2,05	58,38	2,31	1,01		1,23	1,91	101,43
5	33,67		1,41	57,58	1,95	0,97		1,09		96,67

фаялита окажется незначительным. Результат точки 3 характерен для промежуточного состава между фаялитом и стеклофазой. Только результаты точек 4 и 5 характеризуют состав фаялита из изученных шлаков и имеют небольшой избыток кремнезема по сравнению с составами фаялитов теоретического состава. Но все же они сопоставимы с составами шлаковых фаялитов, имеющих в литературе. Причина избыточности кремнезема в наших шлаках может быть двоякой. Во-первых, анализированные кристаллы представляют минералы с не вполне сформировавшейся структурой, находящейся в стадии роста. Незаконченность формирования структуры связана с быстрым охлаждением шлака из чаш на шлакоотвале. Процессы формирования природных минералов являются геологическими, т.е. протекают за неизмеримо большое время.

Поскольку нижняя часть шлака характеризуется очень крупными размерами сульфидных включений (до 1200 мкм), получение бедной шлаковой корки связано с торможением расщавивания пониженными температурами и совместной кристаллизацией штейновых частиц и основной массы шлака, формирующей корку. Поэтому имеется принципиальная возможность осуществления термогравитаци-

ВОЗМОЖНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ РЕАГЕНТА «НИОГРИН-3» В ПРОМЫШЛЕННЫХ УСЛОВИЯХ

Аскарлов М.А., зав. кафедрой «Металлургия и обогащение» НГГИ, канд. техн. наук; Нуркулова Е.А., ассистент кафедры «Металлургия и обогащение» НГГИ

Задачей, поставленной перед основными направлениями экономического и социального развития Республики Узбекистан, является удовлетворение всевозрастающих потребностей народного хозяйства в цветных, редких, черных, благородных металлах, угле, удобрениях, строительных материалах. Для решения этой задачи требуется резкое увеличение объемов добычи, переработки и обогащения полезных ископаемых. Основными в переработке многих типов полезных ископаемых являются флотационные методы обогащения. Они используются, например, при обогащении более 95 % руд цветных металлов, апатит-нефелиновых руд и других типов минерального сырья. Возрастающее значение флотационных методов обогащения в настоящее время обусловлено вовлечением в переработку бедных, тонковкрапленных и труднообогатимых руд и углей, необходимостью комплексного и более полного их использования.

В настоящей работе проведены исследования возможностей использования дешевого нетоксичного аполярного реагента «Ниогрин-3» при флотации медно-молибденовой руды Кальмакырского месторождения [1-5] (рис. 1, 2).

Углеводородные масла в качестве реагентных добавок использовались при флотации полезных ископаемых еще в 1930-1940 гг. Их применение способствовало улучшению результатов флотации, хотя точное назначение добавок масла в то время не было выяснено.

Аполярные масла применяют в качестве дополнительных собирателей на Джезказганской фабрике, на фабрике Уайт Пайн (США) и на ряде других фабрик.

Анализ промышленного процесса флотации медных руд показал, что добавки машинного масла марки «Л», при расходе 300-500 г/т, позволяют при грубом помеле руды (50 % класса – 0,074 мм) получить извлечение меди в пределах 90,3-91,1 %. По сравнению с обычным режимом, без добавок масла, производительность рудных мельниц повышается на 1,0 %. Одновременно уменьшается общее время флотации в результате повышения скорости перехода в пену минеральных частиц различных размеров. Процесс флотации с применением аполярного масла протекает более эффективно, при содержании в пульпе 40-45 % твердого.

На Алмалыкской МОФ принята стадийная схема флотации с доизмельчением песковой фракции хвостов, доизмельчением концентрата первой перечистной операции, хвостов первой перечистки и концентрата контрольной флотации в промпродуктовом цикле. До внедрения аполярных масел на фабрике наблюдались значительные потери молибдена с отвальными хвостами; извлечение его в коллективный концентрат не превышало 35-50 %. Была показана возможность существенного снижения потерь молибдена за счет использования в основной операции медно-молибденовой флотации аполярных реагентов, причем дозирование аполярного масла целесообразно перед подачей основного сульфидрильного собирателя.

В качестве аполярных добавок использовались депарафинированные масла 2 и 3 фракций, остаточное депарафинированное масло, а также готовые продукты Ферганского нефтехимического завода – веретенное, машинное и дизельное масла. Эмульгирование масел позволило сократить их расход до 10-40 г/т руды.

Использование эмульгированных полупродуктов и продуктов Ферганского завода дало прирост извлечения молибдена на 5-13 %, при этом извлечение меди повысилось на 1-2 %. Лучшие результаты получены с депарафинированным маслом 2 фракции и керосином.

В 1972 г. на Алмалыкской МОФ центральной лабораторией комбината совместно с институтом Гинцветмет проводились испытания по замене веретенного масла зеленым маслом. По данным лабораторных исследований зеленое масло может заменить веретенное масло в коллективном цикле, в цикле селекции зеленое масло заменяет веретенное при равноценных показателях. Зеленое масло обладает также вспенивающими свойствами и увеличение его расхода в цикле селекции нежелательно. При увеличении расхода зеленого масла выше 100 г/т наблюдается нарушение селекции коллективного концентрата. Расход зеленого масла в цикле в 2 раза ниже, чем веретенного масла.

Аполярное масло «Ниогрин-3» применяется на рудниках в зимнее время для смазки ж/д думпкаров, предотвращая примерзание руды. В связи с этим были проведены исследования по определению влияния «Ниогрин-3» на флотацию медно-молибденовых руд. Первоначальная цель – испыта-

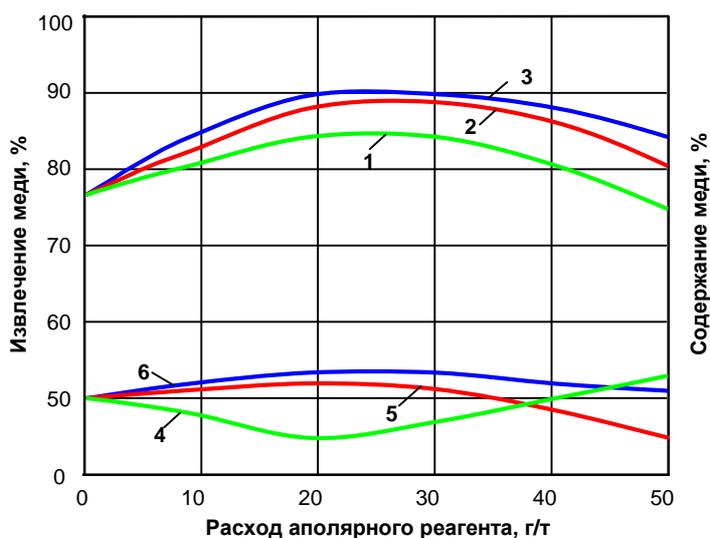


Рис. 1. Зависимость извлечения (1-3) и содержания меди (4-6) в грубом концентрате от расхода различных аполярных реагентов: 1,4 – веретенное масло; 2,5 – трансформаторное масло; 3,6 – «Ниогрин-3»

ние расхода реагента «Ниогрин-3» для опрыскивания думпкаров с рудой в зимнее время.

«Ниогрин-3» является отходом нефтеперерабатывающего производства и представляет собой легкоподвижную (коэффициент растекания 0,995), нетоксичную, маслянистую, темно-коричневого цвета жидкость, обладающую низкой температурой застывания (-50°C), хорошей избирательной способностью, устойчивой гидрофобностью и достаточно высокой адгезией ($54,7 \text{ эрг}/\text{см}^2$), с краевым углом смачивания равным 4.

Проведенные флотационные исследования показали, что при расходе «Ниогрина-3» 60 г/т руды ухудшается пенообразование в основной коллективной флотации, а при увеличении расхода до 150 г/т пена практически полностью исчезает, в связи с этим процесс флотации нарушается, увеличивается расход вспенивателя, снижается качество концентрата. Кроме того, при расходе «Ниогрина-3» 100 г/т и выше ухудшается сгущаемость коллективного концентрата. Результаты опытов в замкнутом цикле установлено, что расход «Ниогрина-3» до 30 г/т дает положительный эффект по извлечению молибдена и благородных металлов. В опыте с расходом «Ниогрина-3» 15 г/т руды, по сравнению с эталонным, извлечение в грубый концентрат повышено: меди – на 4,6 %, молибдена на 16,4 %, золота на 3,8 % и серебра на 6,2 %. Таким образом, для организационной подачи «Ниогрина-3» на рудниках в зимний период, для предотвращения смерзания руды в думпкарах, рекомендуется

выдерживать расход его не выше 30 г/т руды. В дальнейших опытах определялась возможность использования реагента «Ниогрин-3» вместо веретенного масла, а также другие аполярные масла. В опытах по уточнению оптимального расхода «Ниогрина-3» в измельчение подавали эмульсию реагента от 5 до 50,0 г/т.

Как показали результаты опытов, за оптимальный расход «Ниогрина-3» можно принять 15-20 г/т руды, повышение расхода реагента до 30 г/т и выше ухудшает показатели обогащения.

Для определения влияния других аполярных масел были проведены лабораторные опыты с переменным расходом веретенного и трансформаторного масел, а также опыты с совместной подачей веретенного масла и «Ниогрина-3» в соотношении 1:1. Результаты опытов приведены на рис. 1. Как видно из диаграммы, «Ниогрин-3» весьма удобен и выгоден при флотации медно-молибденовых руд. При промышленном использовании оказалось удобным подавать в процесс реагент «Ниогрин-3» в виде водной эмульсии, что позволило повысить его селек-

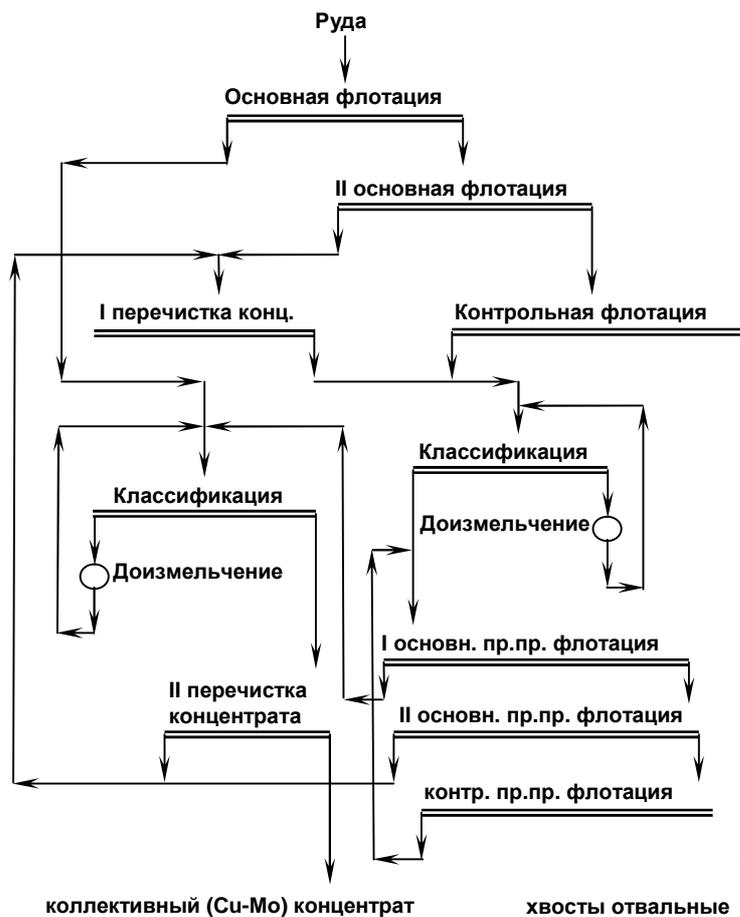


Рис. 2. Качественная схема обогащения медно-молибденовой руды

тивность и облегчало регулировку процесса флотации. Промышленные испытания проводились совместно с работниками Средазнипроцветмета и МОФ на обогатительной фабрике АГМК. Оптимальный расход реагента «Ниогрин-3», установленный в результате лабораторных исследований равен 15-20 г/т руды. Подача эмульгированного реагента в рудную мельницу дает более стабильные

Оптимальный расход реагента «Ниогрин-3» в промышленных условиях составил 18 г/т руды, переработанной руды 336485 т. С учетом корректировки на равные условия за счет применения нового аполярного реагента «Ниогрин-3» достигнуто повышение извлечения в коллективный концентрат меди на 1,08 %; молибдена на 0,49 %; золота на 2,85 % и серебра на 1,26 %.

Таким образом, в результате промышленных испытаний установлена возможность замены веретенного масла на новый аполярный реагент «Ниогрин-3» и высокая эффективность использования нового реагента при обогащении многомолибденовой руды на медной обогатительной фабрике Алмалыкского ГМК (табл.).

Выводы:

По результатам исследований были сделаны следующие выводы:

1. В опытах на определение необходимого расхода «Ниогрина-3» установлено, что максимальные показатели обогащения могут быть получены при расходе его 15-20 г/т руды;

2. Опытами в замкнутом цикле по принципу непрерывного процесса показано, что применение «Ниогрина-3» вместо веретенного масла дает повышение извлечения металлов: меди – на 0,9 %, молибдена – на 4,5 %, золота – на 2,9 %, серебра – на 2,1 %;

3. В результате промышленных испытаний, проведенных на пятой секции медной обогатительной фабрики, установлено, что при расходе «Ниогрина-3» 18 г/т руды, по сравнению с веретенным маслом, повышено извлечение меди на 1,08 %, молибдена на 0,49 %, золота на 2,85 % и серебра на 1,26 %.

4. По технико-экономическим показателям также наблюдается рост годового экономического эффекта и рентабельности производства.

Таким образом, на основании лабораторных и промышленных испытаний аполярный реагент «Ниогрин-3» рекомендуется к внедрению в производство на медной обогатительной фабрике.

Т а б л и ц а

Результаты промышленных испытаний по замене веретенного масла новым аполярным реагентом «Ниогрин-3» на Алмалыкской МОФ

Показатели	С веретенным маслом	С «Ниогрином-3»
Переработано руды, т	303652	336485
Содержание в руде		
меди, %	0,46	0,45
молибдена, %	0,0061	0,0063
золота, г/т	0,68	0,7
серебра, г/т	3,1	3,1
Содержание в концентрате		
меди, %	20,78	20,37
молибдена, %	0,224	0,230
золота, г/т	21,87	23,8
серебра, г/т	84,42	85,7
Выход концентрата, %	1,78	1,81
Извлечение в коллективный концентрат, %		
меди	80,96	82,04
молибдена	66,14	66,63
золота	57,51	60,36
серебра	48,34	49,60
Прирост извлечения, %		
меди		1,08
молибдена		0,49
золота		2,85
серебра		1,26

результаты. Испытания проводились в сравнении с применяющимся на фабрике веретенным маслом. Качественная схема показана на рис. 2.

Аполярные реагенты – «Ниогрин-3» и веретенное масло при фабричном расходе подавались поочередно несколько раз по 10 дней. Опробование на секции в период промышленных испытаний проводились работниками ОТК АГМК, сменные технологические показатели взяты по данным планового отдела МОФ, причем в расчетах учитывались все смены без исключения. Сравнительные данные промышленных испытаний приведены в табл.

Список литературы:

1. Глембоцкий В.А., Дмитриева Г.М., Сорокин М.М. Аполярные реагенты и их действие при флотации М.: Недра, 1992 г.
2. Глембоцкий В.А., Классен В.И. Флотационные методы обогащения, М.: Недра, 1989 г.
3. Шубов Л.Я., Кузькин А.С., Лившиц А.К. Теоретические основы и практика применения аполярных масел при флотации. М.: Недра, 1993 г.
4. Попов Р.Л. Изучение влияния состава углеводородных масел при флотации молибденита. Отчет Средазнипроцветмета, 1989 г.
5. Разработка условий подготовки аполярных реагентов для повышения эффективности их действия при флотации. Отчет Средазнипроцветмета.

ОЦЕНКА ПРЕДЕЛЬНОГО СОСТОЯНИЯ ГУСЕНИЦ БУЛЬДОЗЕРОВ D10R, РАБОТАЮЩИХ В КАРЬЕРЕ МУРУНТАУ

Аскорходжаев Т.И., профессор ТАДИ, докт. техн. наук; Аблаев И.Ш., гл. инженер УАТ Центрального рудоуправления НГМК

Показателями надежности технических изделий, как правило, являются события, характеризующие переход изделия из работоспособного состояния в неработоспособное, которые накапливаются монотонно, а совершаются мгновенно. Эти события принято называть отказами, наступающими по достижению предельного состояния. Как правило, предельное состояние является последствием износа поверхностей трения изучаемых пар.

Проведенные нами исследования предельного состояния гусениц бульдозеров D10R, работающих в карьере Мурунтау, позволили определить законы изменения линейных размеров (величин износов) шарнирного сочленения гусеницы, и на их основе сформулировать критерий предельного состояния наиболее критичного элемента детали, определяющего ресурс гусеницы в целом [1-4]. Основываясь на положениях теории взрыва, была выдвинута гипотеза об экспоненциальном законе процесса изнашивания. Затем, методом последовательного приближения строились графики функции $u = ae^{b\Omega}$

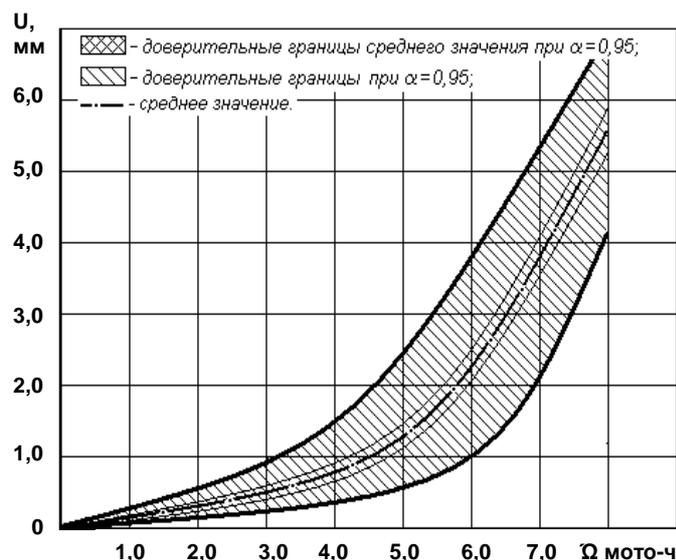


Рис. 1. Закономерность изнашивания втулки по сопряжению с пальцем

для каждого характерного участка, ограничивающего область доверительной вероятности.

Для втулки шарнира период естественного изнашивания аппроксимирован уравнениями:

$$\begin{aligned} \bar{u} &= 0,0989 e^{0,521\Omega}, \\ u_{a=0,05}^{inf} &= 0,0426 e^{0,531\Omega}, \\ u_{a=0,05}^{sup} &= 0,1831 e^{0,526\Omega} \end{aligned}$$

Период интенсивного изнашивания выражается функциями:

$$\begin{aligned} \bar{u} &= 0,1116 e^{0,495\Omega}, \\ u_{a=0,05}^{inf} &= 0,1852 e^{0,675\Omega}, \\ u_{a=0,05}^{sup} &= 0,455 e^{0,3464\Omega} \end{aligned}$$

где Ω - объем работ выполненный бульдозером в зависимости от количества лет эксплуатации.

Адекватность изображения (рис. 1) реально протекающим процессам проверялась методом наименьших квадратов и оценивалась величиной среднего квадратического отклонения, которая составила соответственно:

$$\begin{aligned} s_o^{\bar{u}} &= 0,145 \text{ мм}; \\ s_o^{inf} &= 0,036 \text{ мм}; \\ s_o^{sup} &= 0,150 \text{ мм} \end{aligned}$$

Закономерность изнашивания сопрягаемой поверхности пальца определялась аналогичным образом. Период естественного изнашивания аппроксимирован уравнениями:

$$\begin{aligned} \bar{u} &= 0,1264 e^{0,431\Omega}, \\ u_{a=0,05}^{inf} &= 0,0733 e^{0,465\Omega}, \\ u_{a=0,05}^{sup} &= 0,1737 e^{0,4296\Omega} \end{aligned}$$

Период интенсивного изнашивания выражен функциями (рис. 2):

$$\begin{aligned} \bar{u} &= 0,0969 e^{0,4624\Omega}, \\ u_{a=0,05}^{inf} &= 0,051 e^{0,508\Omega}, \\ u_{a=0,05}^{sup} &= 0,1528 e^{0,432\Omega} \end{aligned}$$

Ошибка аппроксимации обобщенного процесса изнашивания пальца составила:

$$\begin{aligned} s_o^{\bar{u}} &= 0,046 \text{ мм}; \\ s_o^{inf} &= 0,042 \text{ мм}; \\ s_o^{sup} &= 0,051 \text{ мм} \end{aligned}$$

Особый интерес представляют вид и координаты износа поверхности шарнира, так как они могут подтвердить или опровергнуть выводы, сделанные

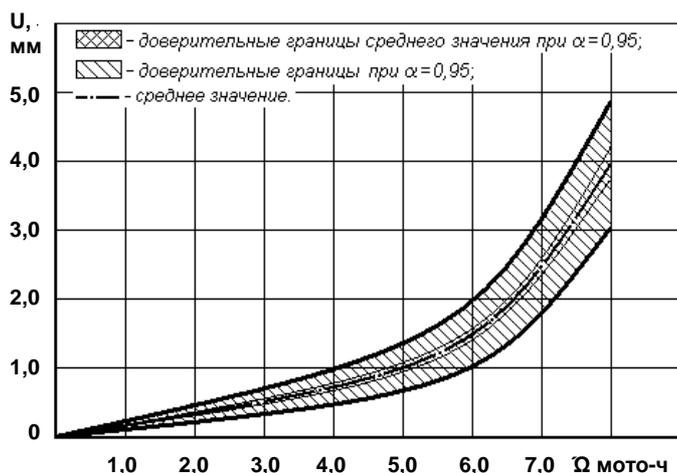


Рис. 2. Закономерность изнашивания пальца по сопряжению с втулкой

нами при анализе отказов с помощью диаграмм Парето. Многочисленными исследованиями фирмы Caterpillar и ЧФ НАТИ установлено, что ресурс шарнирного узла составляет 7000 мото-часов. С такой оценкой можно согласиться, однако следовало бы оговорить критерии, по которым устанавливается его предельное состояние. Например, если считать, что предельное состояние шарнира наступает при переходе на аварийный режим функцио-

нирования, то ресурс, согласно нашим исследованиям в условиях карьера Мурунтау, исчерпывается в диапазоне наработок 5500...6000 мото-часов. Если же ресурс устанавливается отказом функционирования, то тогда можно утверждать, что его величина достигает 8000 мото-часов.

Итак, выполненные исследования позволяют однозначно утверждать, что вероятностное поле изнашивания шарниров гусеницы трактора D10R адекватно аппроксимируется экспоненциальными функциями. Причем переход от естественной закономерности изнашивания к интенсивной происходит в окрестности наработок 5500...6000 мото-часов, вследствие потери герметичности шарнира и утечки смазки.

Список литературы:

1. Гнеденко Б.В., Беляев Ю.К., Соловьев А.Д. Математические методы в теории надежности. М.: Наука, 1965. с. 524.
2. Ильдуду К.А., Воробьева Т.М. Оценка надежности систем управления методом прецедентов. - В кн.: V Всесоюз. совещ. по проблемам управления; Реф. докл. М.: Наука, 1971.
3. Валиахметов Д.Г., Павлов В.Н. Зарубежные фирмы об увеличении срока службы ходовой системы гусеничных тракторов. - Тракторы и сельхозмашины. - 1984, № 8.
4. Caterpillar performance hand book. Cat publication, USA, Peoria, 1980 ... 1982.

УДК 622.271.002

© Давранбеков У.Ю., Махмудов А.М., Махмудов Ш.А., Турсунов Ш. 2005 г.

РАЗВИТИЕ БАЗЫ ТЕХНИЧЕСКОГО ОБСЛУЖИВАНИЯ И РЕМОНТА ГОРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ КАРЬЕРА МУРУНТАУ

Давранбеков У.Ю., декан Зарафшанского Общетеchnического факультета НГГИ, канд. техн. наук; Махмудов А.М., декан горного факультета НГГИ; Махмудов Ш.А., магистр кафедры «Горная электромеханика» ТашГТУ; Турсунов Ш.Р., начальник автобазы № 7 Центрального рудоуправления НГМК

В статье рассматриваются вопросы совершенствования технического обслуживания и ремонта горного оборудования карьера Мурунтау, влияние организации работ по развитию ремонтной базы.

В условиях постоянно увеличивающейся глубины карьера, сокращения рабочей зоны и концентрации горных работ на ограниченной площади весьма проблематичными становятся строительство и перенос ЛЭП. Для этого необходимы координация и взаимосвязь всех технологических процессов бурения, взрывания, экскавации, транспортирования. Освобождение взрывных блоков от линий электропередач, наращивание и демонтаж ЛЭП при изменении фронта работ в условиях повышенной концентрации оборудования сдерживают развитие горных работ и повышают их трудоемкость. Поэтому

на мощных карьерах со сложным строением массива и с увеличением глубины разработки на добычных и вскрышных работах используют выемочно-погрузочное оборудование повышенной маневренности с автономной системой электроснабжения и более высокой производительностью. На карьерах Узбекистана в последние годы успешно эксплуатируются гидравлические экскаваторы CAT-5230, RH-170 и EX-3500 фирм Caterpillar, O&K и Hitachi, соответствующие по техническим характеристикам и функциональным возможностям требованиям эксплуатации. Максимальная суточная производительность этих экскаваторов в первые годы эксплуатации достигает от 13,4 тыс. м³/сут до 20,8 тыс. м³/сут, а годовая производительность с учетом коэффициента использования от 2457 тыс. м³/год до

4813 тыс. м³/год (по данным карьера Мурунтау) [1, 2, 3].

Гидравлические экскаваторы (ЭГ) применяют на погрузке автосамосвалов в забоях третьей-четвертой категории экскавации, при постановке уступов в предельное положение с соблюдением проектного угла откоса, при заоткоске с переэкскавацией и разделением забоя на два подступа, на разборке слабо проработанной взрывом подошвы уступа в экскаваторных забоях, при проведении автомобильных съездов.

Характерная особенность ЭГ - шарнирно сочлененная стрела с не выдвигной рукоятью, что ограничивает радиус черпания. Так, если у тросового экскаватора ЭКГ- 15 максимальная высота черпания (15,6 м) в 1,5 раза меньше радиуса черпания (22,6 м), то у гидравлических экскаваторов эти параметры сопоставимы и составляют 15-16 м. Поэтому для ЭГ по условиям безопасности ограничивают высоту забоя или ведут отработку путем врезки ковша в забой на высоте черпания при максимальном радиусе черпания.

Таблица 1

Наиболее частые причины отказа узлов и агрегатов гидравлических экскаваторов

Деталь, узел	Причина неисправности
Насос системы смазки	Засорение
Радиатор двигателя	Трещина в трубке
Вентилятор охлаждения двигателя*	Обрыв болта с последующим разрушением радиатора
Стрела	Трещина в кронштейне крепления гидроцилиндра стрелы
Шланги высокого давления	Обрыв шланга наконечника
Система управления насосом смазки	Отказ датчика давления смазки
Опорный каток	Разрушение уплотнения
Натяжное колесо	То же
Гидроцилиндр открывания ковша	Обрыв кронштейна крепления к подвижной стенке ковша
Ковш (подвижная часть)*	Обрыв кронштейна крепления гидроцилиндра открывания
Центральная рама	Многочисленные трещины
Гидроцилиндр рукояти	Задир гильзы и поршня
Корпус фильтра высокого давления	Трещина
Пневмосистема	Отказ регулятора давления
Пилотные шланги	Перетирание шланга
* Весьма трудно контролировать состояние и обслуживать в карьере	

По сравнению с экскаваторами с электродвигателями гидравлические экскаваторы обладают рядом преимуществ, главные из которых - автономность (независимость от ЛЭП) и маневренность за счет более высокой скорости передвижения, поэтому при введении ЭГ в рабочую зону существенно упростился производственный цикл, снизилась трудоемкость и повысилась оперативность процессов.

Кроме того, независимость экскаваторов от ЛЭП, и отсутствие питающего кабеля позволили реализовать схему работы ЭГ с установленными на двух подъездах автосамосвалами. Такая схема считается весьма производительной, однако, применяется в карьере редко из-за отсутствия достаточного количества самосвалов. Но в случаях, когда необходимо ускорить отработку экскаваторного блока, именно эта схема наиболее эффективна.

Левостороннее расположение кабины машиниста гидравлического экскаватора потребовало изменения схем подъезда автотранспорта на погрузку. Во избежание проноса ковша над кабиной самосвала применяют две основные схемы подъезда - тупиковую и кольцевую.

На сегодняшний день наработка экскаваторов колеблется от 24,5 до 40,6 тыс. мотто-часов. В течение периодов наработки были проведены ремонт, замена или осмотр практически всех узлов экскаваторов. Как показал опыт эксплуатации, наибольшее число аварий происходит из-за отказов узлов гидросистемы. Накопленный опыт эксплуатации позволяет с большой долей вероятности прогнозировать возможные причины отказа узлов и агрегатов, планировать предстоящие ремонты и материальные затраты на эксплуатацию и техническое обслуживание ЭГ (табл. 1).

Высокая производительность экскаватора обеспечивается качеством сборки, надежностью узлов и деталей, а также совокупностью факторов, основные из которых следующие:

- техническое состояние машины, характеризуемое коэффициентом технической готовности $K_{Т.Г.}$;
- обеспеченность экскаватора транспортной техникой, характеризуемая коэффициентом использования оборудования $K_{И.О.}$.

Коэффициенты $K_{Т.Г.}$ и $K_{И.О.}$ позволяют провести сравнительный анализ различных моделей ЭГ, а также оценить стабильность и надежность каждой машины, выявить резервы в организации их работы и наметить тенденции к ее улучшению. Следует отметить, что $K_{И.О.}$ и производительность ЭГ в условиях карьера Мурунтау в значительной мере определяются степенью использования их на особо важных участках работы и укомплектованностью автосамосвалами.

Трудовые затраты на проведение регламентного технического обслуживания экскаваторов разных фирм существенно отличаются (для САТ-5230, EX-3500 и RH-170 - соответственно 1631; 2407 и 1875 чел.-ч./год), что, в первую очередь, связано с конструктивным исполнением машин и, как следствие, - с быстротой и удобством их обслуживания. В связи с этим, следует отметить недостаток экскаватора EX-3500 - стесненность пространства двигательных

отсеков, что затрудняет доступ ко многим узлам и агрегатам и их обслуживание.

Значительная разница в удельном расходе дизельного топлива объясняется, во-первых, числом двигателей в экскаваторах (CAT-5230 - один двигатель, EX-3500 и RH- 170 по два двигателя) и, во-вторых, наличием в экскаваторе RH- 170 системы электронного впрыска топлива Centru и системы Tri power, которая обеспечивает щадящий режим работы двигателей при наполнении ковша. Если принять средний расход топлива экскаватора RH- 170 за 100 %, то для СА Т-5230 он составит 87 %, а для EX-3500 - 112 %.

В целях снижения материальных затрат на эксплуатацию оборудования необходимо выполнить целый комплекс мероприятий: снизить ассортимент и стоимость применяемых смазочных материалов; освоить выпуск силами предприятия быстроизнашивающихся и дорогостоящих сменных элементов ковшей; произвести унификацию ковшей; увеличить срок службы и повысить ремонтпригодность ковшей; усовершенствовать отдельные узлы экскаваторов.

Выполненный анализ работы экскаваторного оборудования, системы технического обслуживания и ремонта горных машин, обеспечения запасными частями на карьере Мурунтау, а также изготовления и ремонта деталей горных машин силами НГМК позволяет сделать следующие выводы:

1. Невыполнение заявок на поставку запасных частей из за несвоевременного заключения и оплаты контрактов приводит к необходимости многократного восстановления изношенных узлов и деталей методом наплавки с дальнейшей металлообработкой, что значительно снижает коэффициент использования оборудования, увеличивает себестоимость и трудоемкость ремонтных работ. Кроме того, это не позволяет создать оборотный ремонтный фонд, необходимый для проведения капитальных ремонтов узловым методом, что в свою очередь увеличивает сроки ремонтов узлов и машин в целом.

Отсутствие такого резерва вынуждает ремонтную службу карьера Мурунтау производить неоднократные работы по демонтажу узлов или элементов узлов с машин, находящихся на капитальном ремонте для снижения времени аварийных простоев эксплуатируемых машин.

2. Поступление основных запасных частей производства ПО НМЗ для выполнения производственной программы приведены в табл. 2.

3. Годовой объем отремонтированных ремонтным цехом карьера Мурун-

Таблица 2

Поступление основных запасных частей производства ПО НМЗ

№ п/п	Наименование	Кол-во
1.	Ковш 8 м. куб	2
2.	Ковш 10 м. куб	2
3.	Звено гусеничное СБШ	388
4.	Звено гусеничное ЭКГ -8И	100
5.	Звено гусеничное ЭКГ -12,5 м. куб.	388
6.	Звено гусеничное RH, EX	125
7.	Звено гусеничное CAT	81
8.	Днище ковша ЭКГ8-10 м. куб.	11
9.	Колесо ведущее ЭКГ-8И	10
10.	Колесо ведущее ЭКГ-12,5 м. куб.	22
11.	Колесо зубчатое Z=70	6

тау узлов экскаваторов приведен в (табл. 3).

Помимо вышеперечисленных позиций был получен широкий ассортимент запасных частей и материалов, согласно поданных месячных заявок (стропы, шлицевые втулки тормозных шкивов ходовых редукторов, зубчатые колеса редукторов канатных экскаваторов, штучные запасные части).

4. Отсутствие запасных частей и сменных фильтрующих элементов, а также отсутствие ритмичности в их поставке не позволяет своевременно и в полном объеме выполнить ремонты экскаваторов с гидроприводом, произвести обслуживание в требуемых объемах. Произведенные ремонты с использованием агрегатов и запасных частей, бывших в употреблении, изготовленных из имеющихся ма-

Таблица 3

Годовой объем отремонтированных узлов экскаваторов

№ п/п	Наименование	Кол-во	Примечание
1	Ковш 10 м. куб	4	Сборка
2	Ковш 12,5 м. куб	2	Сборка
3	Ковш 4 м. куб	3	Сборка
4	Колесо ведущее ЭКГ-8И	10	Мех. обработка
5	Колесо ведущее ЭКГ-12,5 м. куб.	22	Мех. обработка
6	Колесо зубчатое Z=70.	6	Мех. обработка
7	Балка рукояти ЭКГ-8УС	1	Ремонт
8	Балка рукояти ЭКГ-15 м. куб	1	Ремонт
9	Балка рукояти ЭКГ-4У	1	Ремонт
10	Седловой подшипник ЭКГ-10 м. куб	3	восстановление отверстий

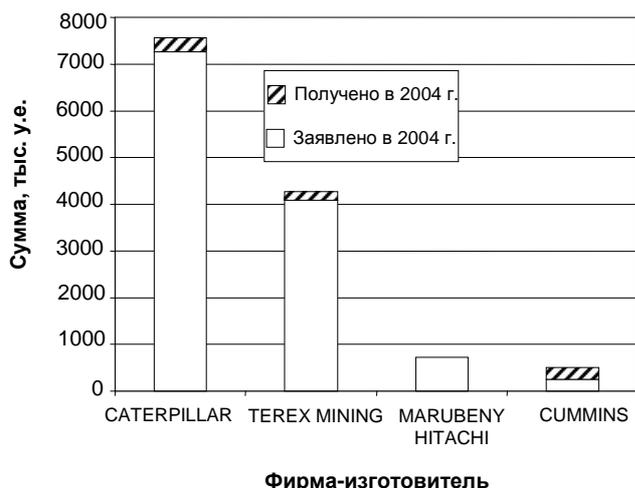


Рис. 1. Диаграмма поступления запасных частей на карьер Мурунтау от зарубежных фирм за 2004 г.

териалов не гарантируют ходимость до следующего планового воздействия. Как показала практика, несвоевременное техническое обслуживание, а также использование неоригинальных фильтрующих элементов при проведении ТО приводит к выходу из строя базовых элементов гидравлических систем, двигателей и других узлов и механизмов, что в итоге приводит к увеличению валютных затрат для проведения ремонтов и значительному увеличению простоев горного оборудования. В частности, из-за использования неоригинальных фильтрующих элементов в системе очистки воздуха ДВС ходимость последних по причине износа цилиндропоршневой группы до следующего планового ремонта снизилась с 18000 мото-часов до 5000-6000 мото-часов. Диаграмма поступления запасных частей на карьер Мурунтау от зарубежных фирм приведена на рис. 1.

5. Сохраняется тенденция к увеличению простоев гидравлических экскаваторов относительно канатных после 5 лет их эксплуатации.

К повторяющимся отказам экскаваторов с гидроприводом относятся:

- отказ гидросистем (выход из строя гидромоторов, гидронасосов, обрыв рукавов высокого давления), связанных с большой потерей гидравлических жидкостей;
- обрыв проушин крепления подвижной стенки ковша экскаваторов RH-170;
- обрыв крепления штоков гидроцилиндров открывания ковша экскаваторов RH-170;
- обрыв проушин траков гусеничных лент.

К повторяющимся отказам канатных экскаваторов относятся:

Таким образом, накопленный опыт эксплуатации гидравлических экскаваторов трех разных фирм позволяет оценить преимущества и недостатки каждой машины.

- порывы канатов;
- обрыв проушин траков гусеничных лент;
- выход из строя редукторов подъёмной лебедки ЭКГ-10;
- трещины металлоконструкций и сварочных соединений.

Время простоев различных экскаваторов приведено на рис. 2.

Следует отметить, что фирма Caterpillar ведет планомерную работу по улучшению конструкций (программа PIP) всех без исключения моделей экскаваторов. Основная задача программы PIP - повышение надежности машин. Результатом такой работы стало повышение коэффициента технической готовности экскаваторов. Учитывая мировой опыт эксплуатации аналогичных машин, фирма предпринимает своевременные меры с целью предупреждения их возможных неисправностей. Наряду с этим фирма Caterpillar выпускает журнал «Технические новости», позволяющий заказчикам самостоятельно

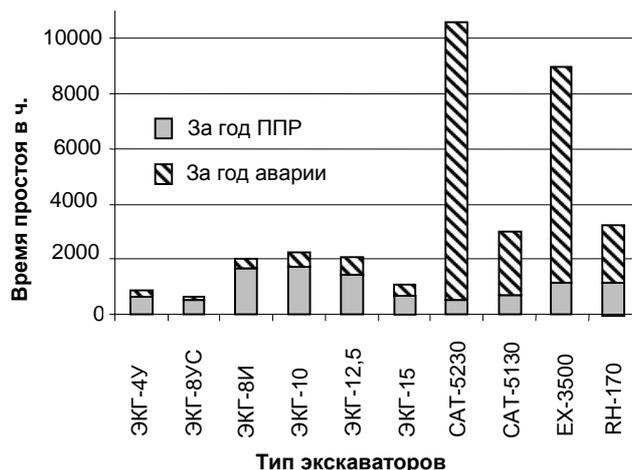


Рис. 2. Время простоя экскаваторов за год

совершенствовать конструкции этих экскаваторов, а также разработала и успешно реализует программу «Восстановленные детали», предоставляя взамен изношенных деталей и узлов восстановленные, по стоимости, равной примерно 60 % от новых, а также гарантию на них, как на новые запасные части, что значительно снижает материальные затраты на содержание экскаваторов.

Список литературы:

1. Кучерский Н.И. и др. Совершенствование процессов открытой разработки сложноструктурных месторождений эндогенного происхождения. Ташкент «Фан». 1998.
2. Материалы годовых отчетов производственных подразделений НГМК.
3. Календарные планы горных работ рудников НГМК.

МЕТРИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОСТРАНСТВЕННОГО ДВУХКРИВОШИПНОГО МЕХАНИЗМА С ИЗМЕНЯЮЩИМИСЯ ДЛИНАМИ ШАТУНОВ

Кушимов Ф.К., ассистент кафедры «Металлургия и обогащение» НГГИ

Известна шарнирная муфта, содержащая две полумуфты и два шатуна, расположенных между ними. Каждая полумуфта содержит вилку и серьгу, соединенные одна с другой посредством цилиндрических шарниров. Шатуны состоят из двух частей, соединенных одна с другой с возможностью взаимного перемещения. Шатуны соединены концами с серьгами соответствующих полумуфт посредством цилиндрических шарниров.

Эта шарнирная муфта является пространственным двухкривошипным механизмом с изменяющимися длинами шатунов. В этом случае шатуны

3. Расстояние между опорами O_1O_2 должно быть минимальным для механизма, шатуны которого собраны в виде антипараллелограмма.

4. Величина эксцентриситета должна быть максимальной.

5. Углы наклона валов от исходного положения должны быть синхронными.

Для определения соотношения основных размеров звеньев пространственного двух кривошипного механизма с изменяющимися длинами шатунов рассмотрим их как плоские механизмы в разных положениях.

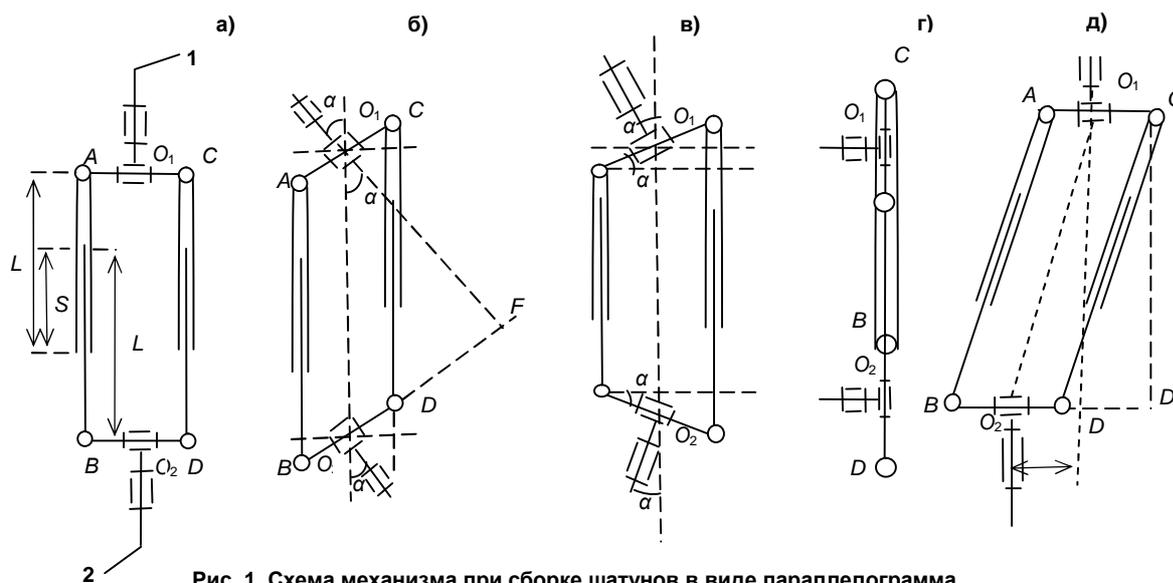


Рис. 1. Схема механизма при сборке шатунов в виде параллелограмма

механизма собраны в виде антипараллелограмма. Возможен другой способ сборки шатунов, т.е. в виде параллелограмма. Рассмотрим механизм в двух вариантах. Первый, когда шатуны собраны в виде параллелограмма (рис. 1) и второй, когда шатуны собраны в виде антипараллелограмма (рис. 2). Метрические исследования механизма проводим для определения оптимальных соотношений размеров звеньев. Длины всех звеньев и другие размерности определяем в зависимости от длины одного звена, например кривошипа. Принимаем следующие условия сборки механизма:

1. Углы наклона валов от осей должны быть максимальными, т.е. равными 90^0 .

2. Удлинение и укорачивание шатунов от исходного положения должны быть одинаковыми.

Пространственный двухкривошипный механизм с изменяющимися длинами шатунов состоит из кривошипов AC и BD , которые соединены с валами 1 и 2 посредством цилиндрических шарниров O_1O_2 . Шатуны AB и CD также соединены с кривошипами посредством цилиндрических шарниров A, C, B, D . Оси шарниров A, C, B, D перпендикулярны осям шарниров O_1O_2 , а оси шарниров O_1 и O_2 перпендикулярны к осям валов 1 и 2 соответственно. Шатуны AB и CD выполнены с изменяющимися длинами, т.е. телескопическими. Условно назовем составные части шатунов поршнями и цилиндрами. Введём следующие обозначения: ход поршня - S , длина составных частей шатунов - L , длины кривошипов $AC/2 = BD/2 = r$.

Рассмотрим случай, когда шатуны механизма собраны в виде параллелограмма (рис. 1, а). По условию сборки механизма удлинение и укорачивание шатунов от исходного положения одинаковы. Если шатун AB укорачивается, то шатун CD удлиняется, при этом их величины будут равны. Ход поршня S , принимаем равным: $S=L/2$. Тогда расстояние между опорами O_1O_2 будет равно $O_1O_2=3S$ или $O_1O_2=3L/2$. При повороте валов в разные стороны от исходного положения осей O_1O_2 ходы поршней телескопических шатунов одинаковы. Из схемы видно, что расстояние между осями валов O_2F будет равным (рис. 1, б):

$$O_2F = O_1O_2 \sin \alpha = 6r \sin \alpha$$

При повороте валов в одну сторону от исходного положения осей O_1O_2 величины ходов поршней S_1 и S_2 разные. Длины шатунов AB и CD опреде-

исходного положения осей O_1O_2 длины шатунов AB и CD одинаковы и равны:

$$AB = ((O_1O_2)^2 + (2r \cos \alpha)^2)^{1/2}$$

При повороте валов на максимальную величину, т.е. на 90° , из условия достижения минимального расстояния между опорами валов расстояние между опорами будет $O_1O_2=2r$, а длина телескопических шатунов равна длине одной составной части шатуна (поршень или цилиндр) $L=2r$. $AB_{min}=2r$. Максимальная длина телескопических шатунов будет равной $AB_{max}=2L=4r$ (рис. 2, г).

При повороте валов от исходного положения осей O_1O_2 в разные стороны, шатун AB укорачивается, а шатун CD – удлиняется (рис. 2, в). Используя теорему Пифагора для прямоугольных треугольников, находим длины шатунов AB и CD :

$$AB = ((O_1O_2 - 2r \sin \alpha)^2 + (2r \cos \alpha)^2)^{1/2}$$

$$CD = ((O_1O_2 + 2r \sin \alpha)^2 + (2r \cos \alpha)^2)^{1/2}$$

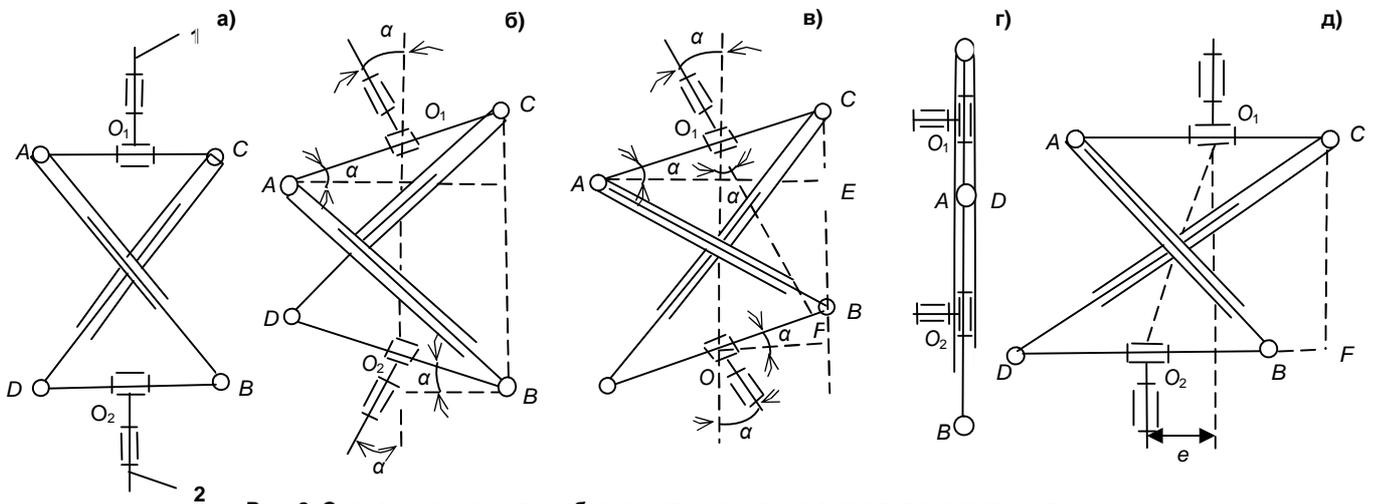


Рис. 2. Схема механизма при сборке шатунов в виде антипараллелограмма

ляются исходя из рис. 1, в по формуле:

$$AB = O_1O_2 - 2r \sin \alpha; CD = O_1O_2 + 2r \sin \alpha$$

При повороте валов на максимальную величину, т.е. на 90° шатун AB укорачивается на минимальную величину, а шатун CD удлиняется на максимальную. Так как расстояние между опорами O_1O_2 не меняется, то можно написать (рис. 1, г):

$$O_1O_2 = 3S = 2r + 2S = 4S - 2r; S = 2r; L = 4r$$

$$O_1O_2 = 6r; AB_{min} = CD_{min} = 4r; AB_{max} = CD_{max} = 8r$$

При эксцентричном расположении валов, максимальную величину эксцентриситета определяем исходя из условий максимального удлинения телескопических шатунов. Из прямоугольного треугольника CD^1D (рис. 1, д) определяем величину эксцентриситета e по формуле:

$$E^2 = CD_{max}^2 - (CD^1)^2 = 64r^2 - 36r^2 = 28r^2 \quad e = 2\sqrt{7}r$$

Рассмотрим случай, когда шатуны механизма собраны в виде антипараллелограмма (рис. 2, а).

При повороте валов в одну (левую) сторону от

Расстояние между осями валов 1, 2, т.е. O_2F равно: $O_2F = O_1O_2 \sin \alpha = 2r \sin \alpha$.

При эксцентричном расположении валов максимальную величину эксцентриситета определяем исходя из условия максимального удлинения телескопических шатунов (рис. 2, д). Из рисунка видно что, $CD^2 = DF^2 + CF^2$ или $(2r + e)^2 + 4r^2 = 16r^2; e = 2\sqrt{3}r - 2r = 2r(\sqrt{3} - 1)$.

По результатам теоретических исследований можно сделать следующие выводы:

1. В случае пространственной сборки шатунов двухкривошипного механизма, с изменяющимися длинами шатунов в виде параллелограмма соотношения основных размеров будут следующими:

$$O_1O_2 = 6r; L = 4r; AB_{min} = 4r; AB_{max} = 8r; e_{max} = 2\sqrt{7}r.$$

2. В случае сборки шатунов механизма в виде антипараллелограмма соотношение размеров звеньев равны: $O_1O_2 = 2r; L = 2r; AB_{min} = 2r; AB_{max} = 4r; e_{max} = 2((\sqrt{3} - 1)r)$.

ВЫНУЖДЕННЫЕ КОЛЕБАНИЯ ДЕТАЛЕЙ МАШИН И ПУТИ ИХ ГАШЕНИЯ

Курбонов А.А., доцент кафедры «Электроэнергетика» НГГИ, канд. техн. наук; Муродов Ф.Д., ст. преподаватель кафедры «Естественные науки» НГГИ

При проектировании и эксплуатации современных горных машин возникает необходимость не только предвидеть возникновение опасных колебаний в местах колеблющихся деталей, но и принимать меры для их устранения. Поскольку каждая деталь машины имеет свой срок службы, то со временем эти детали начинают терять свои первоначальные свойства, в результате появляются зазоры в местах соединения. Эти зазоры, в свою очередь, могут являться источником вынужденных колебаний, возникающих за счет ударных воздействий одной детали на другую. Но в некоторых случаях, например, на машинах вибрационного действия колебание может использоваться для решения технологических задач. Поэтому колебание и вибрация настолько взаимосвязаны между собой, что нет необходимости рассматривать их в отдельности.

Теория вибрационных машин включает две тесно примыкающие области: изучение специфики среды, находящейся под воздействием вибраций, и исследование динамики собственно машины вибрационного действия. Поэтому при исследовании колебания или вибрации корпуса машины необходимо учесть и вынужденные колебания системы. Как известно, вынужденное колебание зависит от закона движения деталей, величин масс, жесткостей упругих элементов, характера возмущения, создаваемого приводом, факторов демпфирования и т.д. В данном случае авторами предлагается упрощенная методика расчета вынужденного колебания условно взятого объекта, чтобы затем можно было вести речь о колебаниях деталей машины.

Рассмотрим вынужденные колебания тела, которые показаны на рис.

$F = P \sin \omega t$ – возбуждающая сила. Под действием этой силы тело совершает вынужденные колебания. $Q = W + kx$ – восстанавливающая сила.

Дифференциальное уравнение движения:

$$m \cdot \frac{d^2 x}{dt^2} = \sum F_{kx}; \quad m \cdot \frac{d^2 x}{dt^2} = W + F - Q \quad (1)$$

$$\frac{d^2 x}{dt^2} + \frac{k}{m} x = \frac{p}{m} \sin \omega t \quad (2)$$

Если обозначим $\frac{k}{m} = p^2$; $\frac{p}{m} = q$, то получится:

$$\frac{d^2 x}{dt^2} + p^2 x = q \sin \omega t$$
 - линейное дифференциальное

уравнение 2-го порядка с правой частью (неоднородное уравнение).

Общее решение этого уравнения: $x = x_1 + x_2$, где x_1 – общее решение однородного дифференциального уравнения (правая часть равна нулю); x_2 – частное решение уравнения с правой частью, тогда:

$$x_1 = c_1 \sin pt + c_2 \cos pt \quad (3)$$

Откуда имеем:

$$x = c_1 \sin pt + c_2 \cos pt + \frac{q}{p^2 - \omega^2} \sin \omega t \quad (4)$$

Закон движения тела, в случае приложения к нему возбуждающей силы, носит сложный характер, который складывается из движения груза, полученного в результате свободных колебаний системы с частотой p и вынужденных колебаний, полученных системой за счет приложения вынужденной силы с частотой ω , совпадающей с p . Закон

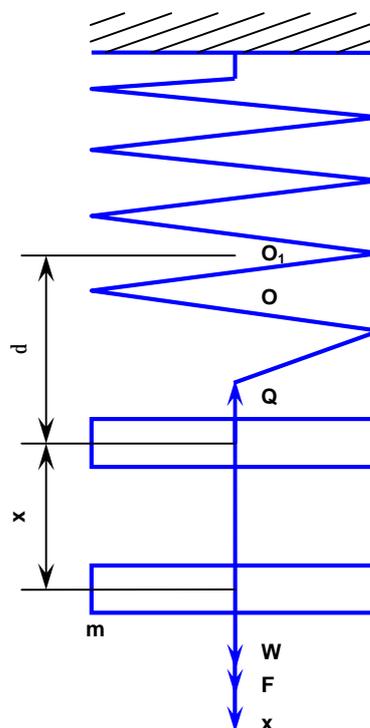


Рис. Вынужденное колебание условно взятого объекта

движения тела под действием возмущающей силы не зависит от начальных условий. Собственные колебания системы, как правило, быстро затухают за

счет демпфирующих сил в виде сил трения и оказывают существенное влияние на систему только в периоды неустановившихся режимов (периоды разгона и останова). Для рассмотрения закона движения при действии вынужденной силы пропустим решение, полученное в результате свободных колебаний системы, и рассмотрим вторую часть равенства для вынужденных колебаний и тогда:

$$x = \frac{q}{p^2 - w^2} \sin wt = \frac{q}{p^2 \left(1 - \frac{w^2}{p^2}\right)} \sin wt \quad (5)$$

$$\frac{q}{p^2} = \frac{p \cdot m}{m \cdot k} = \frac{p}{k} \quad (6)$$

где $\frac{1}{\left(1 - \frac{w^2}{p^2}\right)} = h$ - динамический коэффициент;

отношение $\frac{p}{k} = d$ характеризует статическое растяжение пружины при условии, если бы сила p действовала статически; d - статический коэффициент возбуждающей силы.

Проведем анализ динамического коэффициента:

$$\frac{w^2}{p^2} = 1 \rightarrow w = p; h = \infty$$

$$\frac{w^2}{p^2} = 0 \rightarrow w \ll p; h = 1$$

$$\frac{w^2}{p^2} = 0 \rightarrow w \ll p; h = 1$$

Если $p = w$, то происходит резонанс. Полная амплитуда колебаний может расти до бесконечности. Если p близко подходит к w , то возникает состояние биения. В третьем случае сдвиг фаз между вынужденными колебаниями и возбуждающей силой становится равным π . Если $w \ll p$; то $h = \frac{1}{\frac{w^2}{p^2} - 1}$.

Достаточно часто отдельные массы, составляющие систему, бывают связаны друг с другом и с основанием какими-либо связями, например, упругими. В этом случае для полного описания положения системы в пространстве необходимо несколько независимых между собой координат, зависящих от нагруженности или положения оборудования, которое взято условно как отдельно принятая система. Поскольку число степеней свободы механической системы равно числу независимых между собой координат, полностью описывающих ее конфигурацию, то чем больше степеней свободы механизмов или деталей машин, тем больше показатели излишних колебаний и приближенности к резонансу. Поэтому, конструкторы при проектировании

нового оборудования всегда стараются предвидеть причины преждевременного выхода из строя машины. Основной причиной, приводящей машины к поломке, является излишнее колебание, в результате которого может произойти резонанс или авария. Резонанс или авария возникает из-за неправильного выбора материала гасителя колебания и вибрации. Неправильный выбор гасителя и учет свойств используемых материалов гасителей колебания и вибрации приведет к непредвиденным и неприятным последствиям, так как всякий материал имеет свою частоту колебания. При этом, гашение колебания горных машин и оборудования возможно несколькими способами.

При динамическом гашении колебаний гаситель используется для исключения крутильных колебаний диска, происходящих под действием возмущающего момента $M(w_1)$. При введении гасителя крутильные колебания амплитуды a_1 исчезают. Гаситель совершает колебания с амплитудой a_2 . Во втором случае гаситель используется для исключения горизонтальных колебаний вала, обуславливаемых возмущающей силой $R(w)$. Такие гасители, несмотря на их известную инерционность, нашли применение в приборостроении. В них регулируемым параметром является приведенная жесткость гасителя, жесткость подвески. Заметим, что в тех случаях, когда возмущающая сила не является гармонической, динамический гаситель малоэффективен. В этих случаях используются ударные виброгасители. При конструктивном демпфировании - виброзащите приборов и машин используются материалы, отличающиеся повышенным внутренним трением. К ним относятся: резины, пластмассы, керамика, порошковые материалы, слоистые материалы и конструкции, в которых силы сухого трения гасят колебания отдельных элементов, попавших в резонанс. Наиболее часто в приборах используют: воздушные, жидкостные и магнитоиндукционные успокоители. В качестве демпфирующего устройства или успокоителя колебания стрелок приборов широко используются воздушные демпферы, обеспечивающие, с одной стороны, необходимую чувствительность и быстроту срабатывания, с другой - быстроту затухания свободных колебаний указателя. Степень демпфирования прибора проверяется экспериментально и зависит от величины сухого трения в опорах осей, поддерживающих стрелку и сил вязкого трения, возникающего в воздушном демпфере. В жидкостных демпферах для демпфирования используется вязкость жидкости. Коэффициент демпфирования регулируется подбором числа отверстий и их диаметра.

Цель виброизоляции и виброамортизации вибрирующих объектов заключается в обеспечении минимизации сил, передаваемых от вибрирующего объекта на фундамент. Проведенные авторами предварительные экспериментальные исследования

показали надежность использования для этих целей деталей – виброамортизаторов, полученных из базальтовой магмы. Поскольку всякий, хорошо виброамортизированный объект является низкочастотным, то ведутся дополнительные исследовательские работы для установления окончательной величины частоты виброгашения, когда используются детали из базальта с учетом того, что процесс разгона и останова объекта должен проходить через резонанс.

Краткий теоретический анализ вынужденного колебания деталей машины показывает: оптимальный вариант предотвращения резонанса или аварии состоит в правильном выборе метода проектирования новой машины и анализе колебания деталей машины, которые должны основываться не только на возможности оборудования, но и учитывать специфику и свойства используемых материалов, применяемых для гашения вибрации.

УДК 669.02.09.001

© Курбонов А.А., Мирзаев А., Каримов С., Тураев А.С. 2005 г.

О ТЕПЛОМ БАЛАНСЕ ПЕЧИ ДЛЯ ПЛАВЛЕНИЯ БАЗАЛЬТОВОГО КАМНЯ

Курбонов А.А., доцент кафедры «Электроэнергетика» НГГИ, канд. техн. наук; **Мирзаев А.**, ассистент кафедры «Высшая математика» НГГИ; **Каримов С.**, зав.отд. Навоийского строительного колледжа; **Тураев А.С.**, зав. кафедрой «Горная электромеханика» НГГИ, канд. геол.-мин. наук

Ученые утверждают, что тепловой баланс может составляться для зоны технологического процесса, для рабочего пространства печи, для отдельных элементов печи, теплового оборудования и для всего печного агрегата в целом. По мнению ученых, результаты анализа теплового баланса в различных рассматриваемых случаях имеют разный подход [1].

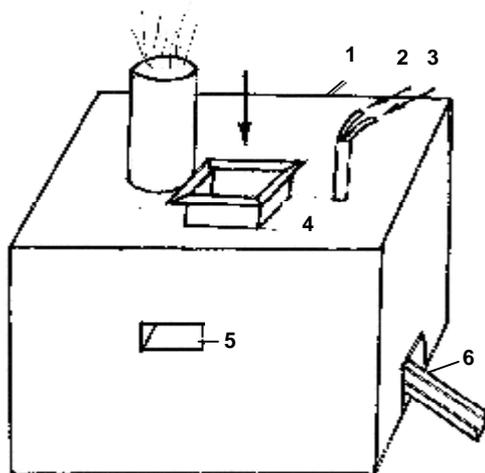


Рис.1. Упрощенная схема экспериментальной печи: 1- корпус, изготовленный из огнеупорного кирпича марки 2ХП-3; 2- канал для подачи газа; 3- канал для подачи воздуха; 4- ячейка для подачи сырья; 5- смотровое окно; 6- канал для выливания базальтовой магмы

Проведенное нами экспериментальное исследование по плавлению базальтового камня подтвердило вышеуказанное. Проведение данной работы связано с отсутствием в технической литературе сведений о состоянии печи в процессе плавления

базальта и диабазы с помощью природного газа, а также анализа теплового баланса печи.

В данной работе приводятся результаты теоретического анализа теплового баланса, которые являются основой проведения экспериментальной части исследования. Теоретический анализ теплообмена проводился с учетом параметров печи объемом 1 м³, изготовленной из огнеупорного кирпича ХП2-3. Выбор объема печи аргументирован удобством проведения анализа процесса плавления базальтового камня и наблюдения за происходящим.

За основу проводимого анализа теплового баланса была использована методика расчета Ю.П. Филимонова. Наша экспериментальная печь, в отличие от случая рассмотренного Ю.П. Филимоновым, греется за счет газа, который подается в печь при поддержке дополнительного воздуха с давлением 1,5 - 2 атм., что является в нашем случае достаточным для получения необходимой температуры 1250-1750⁰С [2].

Для теоретического анализа процесса плавления проходные статьи баланса на единицу времени прием (как в известном примере), Вт, [1]:

а) энергия газа, M_g - расход топлива, B - теплота сгорания газа, M_n^p , тогда:

$$M_g = B \cdot M_n^p, \quad (1)$$

б) тепло, вносимое в результате сгорания газа, $M_{cp,m}$;

в) результирующий тепловой эффект технологических реакций, $M_{техн}$;

г) тепло, вносимое воздухом, вводимым для ускорения сгорания газа и для процесса плавления, $M_{cp,в}$.

Тогда, расходные статьи баланса (на единицу времени) примем, Вт:

а) тепло твёрдых продуктов процесса плавления, $P_{ср.п.}$;

б) тепло уходящих газов (химическое и физическое), включая газообразные продукты химических элементов в процессе плавления, M_{yx} ;

в) теплотери температуры в результате постоянной загрузки печи (потерями температуры под влиянием внешних факторов пренебрежем) крошкой базальтового камня, $M_{ном.}$.

Суммируем прибывающие и расходующиеся части температурного баланса, приравняем эти суммы, получаем уравнения температурного баланса:

$$M_{\zeta} + M_{ср.м} + M_{техн.} + M_{ср.в} = P_{ср.п} + M_{yx} + M_{ном.} \quad (2)$$

В нашем случае горит только газ и плавление камня происходит за счет нагрева газа, и поэтому влияние горения других газов на температуру плавления исключено. Принимаем следующее условие:

$$M_{ср.м} = VM_{ср.м}; \quad M_{ср.в} = VM_{ср.в}; \quad M_{yx} = VM_{yx};$$

Тогда

$$B(M_{н}^p + M'_{ср.м} + M'_{ср.в} + M'_{yx}) + M_{техн.} = P_{ср.п} + M_{ном.} \quad (3)$$

где, $M'_{ср.м}$, $M'_{ср.в}$, M'_{yx} - соответствуют количеству тепла единицы подаваемого газа, воздуха и уходящих газов, кДж/кг (кДж/м³). Тогда имеем:

$$M_{\zeta} + M_{ср.м} + M_{ср.в} - M_{yx} - M_{ном.} = P_{ср.п.} - M_{тех.} \quad (4)$$

Выраженные параметры формулы в правой части уравнения представляют полезную часть тепловой работы печи, параметры левой части формулы указывают величины технологического процесса. В таком случае коэффициент полезности тепла будет равняться:

$$h_{к.п.т.} = \frac{M_{\zeta} + M_{ср.м} + M_{ср.в} - M_{yx} - M_{ном.}}{M_{\zeta} + M_{ср.м} + M_{ср.в}} \quad (5)$$

$$h_{к.п.т.} = \frac{(M_{н}^p + M'_{ср.м} + M'_{ср.в} - M'_{yx} - M'_{ном.})/B}{M_{н}^p + M'_{ср.м} + M'_{ср.в}} \quad (6)$$

Во всех случаях рекомендуют расходовать топливо без потери, что является характеристикой его использования.

$$h_{к.и.г.} = \frac{M_{н}^p + M'_{ср.м} + M'_{ср.в} - M'_{yx}}{M_{н}^p + M'_{ср.м} + M'_{ср.в}} \quad (7)$$

Поэтому, предложим следующую $h_{к.и.т.} = h_{к.и.г.}$ взаимосвязь топливных печей:

$$h_{к.и.т.} = h_{к.и.г.} - \frac{M_{ном.}}{B(M_{н}^p + M'_{ср.м} + M'_{ср.в})} \quad (8)$$

откуда следует, что при конструировании печей необходимо стремиться к увеличению $h_{к.и.г.}$ и к приближению значений $h_{к.и.т.}$ и $h_{к.и.г.}$.

Поскольку конструкция нашей экспериментальной печи состоит из двух энергетических связанных объектов (подаваемый газ и тепловой воздух), то преобразуем формулу 7, которая была предложена для рабочего пространства печи.

$$M_{н}^p + M_{ср.м}^{x.раб.} + M_{ср.в}^{x.раб.} = \frac{1}{h_{к.и.г.}^{раб.}} (M_{н}^p + M_{ср.м}^{x.раб.} + M_{ср.в}^{x.раб.} - M_{yx}^{x.раб.}) \quad (9)$$

Учитываем, что

$$M_{yx}^{x.раб.} = (M_{yx}^{x.агр.} + M_{ср.м}^{x.раб.} + M_{ср.в}^{x.раб.} + M_{ном.}^{\zeta})/B \quad (10)$$

где, $M_{yx}^{x.раб.}$ - тепло уходящее при горении;

$$M_{ном.}^{\zeta} = M_{ном.}^{агр.} - M_{ном.}^{раб.}$$

Если примем водяное число горения газа «К» и исходные химические вещества равными, то, преобразовав уравнения 9 и 10, получим следующее:

$$\frac{M_{н}^p + M_{ср.м}^{x.раб.} + M_{ср.в}^{x.раб.}}{K} = \frac{1}{h_{к.и.г.}^{раб.}} \left(\frac{M_{н}^p}{K} - \frac{M_{yx}^{x.агр.}}{K} - \frac{M_{ном.}^{\zeta}}{BK} \right) \quad (11)$$

В таком случае окончательно имеем:

$$T_{теор}^{ср} = \frac{1}{h_{к.и.г.}^{раб.}} \left(T_{теор} - T_{yx}^{вне} - \frac{M_{ном.}^{\zeta}}{BK} \right) \approx \frac{T_{теор}}{h_{к.и.г.}^{раб.}} \quad (12)$$

Следовательно, учитывая, что $T_{yx}^{вне}$ и $\frac{M_{ном.}^{\zeta}}{BK}$

можно довести до минимального значения (отрегулировать состояние рабочей зоны горения), считаем, теоретическая температура горения подаваемого газа в печь зависит от коэффициента использования газа в рабочем пространстве печи и усиления подачи газа с помощью подаваемого воздуха. Если этот коэффициент увеличится, то $T_{теор}^{\phi}$ будет стремиться к нулю.

Эти соображения дают основание полагать, что в таких случаях необходимо увеличить коэффициент использования горения газа по всему внутреннему пространству печи, от параметра которого зависит величина коэффициента $h_{к.и.г.}^{печь}$.

Список литературы:

1. Филимонов В.П. и др. *Металлургическая теплотехника*. М: 1974. с. 66-68
2. Лучинский В.И. *Петрография*. Госгеолгиздат: 1949, с.213-225

ЧИСЛЕННОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ИСХОДНОГО ЗНАЧЕНИЯ КОНЦЕНТРАЦИИ ТОПЛИВА НА ПАРАМЕТРЫ ФАКЕЛА ПРИ ДИФФУЗИОННОМ ГОРЕНИИ

Жумаев З.Ш., зав. кафедрой «Математика» БухГУ, докт. техн. наук.; Жумаев Ж., доцент БухГУ, канд. физ-мат. наук; Кулдошев Х.М., ассистент БухГУ

В настоящей работе численно исследуется влияние исходных значений концентрации топлива на пульсационные характеристики потока, а также на среднее значение скорости, температуры и на кинематический коэффициент турбулентной вязкости факела.

Рассмотрим турбулентную струю реагирующего газа, истекающего из круглого сопла и распространяющегося в затопленном потоке окислителя при диффузионном горении. Считаем, что истечение струи ступенчатое и однородное, статическое давление в струе и в потоке одинаковы. Для облегчения решения задачи ось x направим вдоль струи, а ось y перпендикулярно к струе.

Система дифференциальных уравнений, описывающая данный процесс в приближении к теории турбулентного пограничного слоя имеет вид [1,2,4,5]:

Система дифференциальных уравнений (1) до-

$$\left. \begin{aligned} \frac{\partial(\rho u)}{\partial x} + \frac{1}{y} \frac{\partial(\rho v y)}{\partial y} &= 0, \\ \rho u \frac{\partial u}{\partial x} + \rho v \frac{\partial u}{\partial y} &= \frac{1}{y} \frac{\partial}{\partial y} (\rho \nu v_T \frac{\partial u}{\partial y}), \\ \rho u \frac{\partial H}{\partial x} + \rho v \frac{\partial H}{\partial y} &= \frac{1}{y} \frac{1}{P_r} \frac{\partial}{\partial y} \left(\rho \nu v_T \frac{\partial H}{\partial y} \right) + \left(1 - \frac{1}{P_r} \right) * \frac{1}{y} \frac{\partial}{\partial y} \left[\rho \nu v_T \frac{\partial}{\partial y} \left(\frac{u^2}{2} \right) \right], \\ \rho u \frac{\partial c}{\partial x} + \rho v \frac{\partial c}{\partial y} &= \frac{1}{y} \frac{1}{s c} \frac{\partial}{\partial y} \left(\rho \nu v_T \frac{\partial c}{\partial y} \right) \end{aligned} \right\} (1)$$

полняется алгебраическими уравнениями энтальпии и состояния газовой струи соответственно:

$$H = C_p + \frac{u^2}{2} + \sum C_i h_i, \quad (2)$$

$$P = \frac{R_0 T_p}{m} \quad (3)$$

$$\text{где } m = \left(\sum_{i=1}^n \frac{C_i}{m_i} \right), \quad (4)$$

Все обозначения в (1-4) общеприняты [5]. Для замыкания системы дифференциальных уравнений (1) с учетом (2-4) привлекается коэффициент турбулентной вязкости « k - ϵ » модели турбулентности [5]:

Связь кинетической энергии турбулентности « k » и скорости ее диссипации « ϵ » запишем в следующей форме [5, 6]:

$$\left. \begin{aligned} \rho u \frac{\partial k}{\partial x} + \rho v \frac{\partial k}{\partial y} &= \frac{1}{y} \frac{\partial}{\partial y} \left[\frac{\rho \nu v_T}{P_r} \frac{\partial k}{\partial y} \right] + \rho \nu v_T \left(\frac{\partial u}{\partial y} \right)^2 - \rho \epsilon \\ \rho u \frac{\partial \epsilon}{\partial x} + \rho v \frac{\partial \epsilon}{\partial y} &= \frac{1}{y} \frac{\partial}{\partial y} \left[\frac{\rho \nu v_T}{P_r} \frac{\partial \epsilon}{\partial y} \right] + C_1 \frac{\epsilon}{k} \rho \nu v_T \left(\frac{\partial u}{\partial y} \right)^2 - C_2 \frac{\rho \epsilon^2}{k} \end{aligned} \right\} (5)$$

$$v_T = C_V \frac{k^2}{\epsilon}$$

Граничные условия, при которых решается система дифференциальных уравнений (1) с учетом (2-4), имеет вид:

$$\left. \begin{aligned} x=0: & \begin{cases} u = u_2, H = H_2, \tilde{C} = 0, K = K_2, \\ e = e_2, v = 0 \quad \text{при } 0 \leq y \leq a \\ u = u_1, H = H_1, \tilde{C} = 0, K = K_1, \\ e = e_1, v = 0 \quad \text{при } a < y \leq \infty \end{cases} \\ x > 0: & \begin{cases} \frac{du}{dy} = n = \frac{dH}{dy} = \frac{dC}{dy} = \frac{dK}{dy} = \frac{de}{dy} = 0, \\ \text{при } y = 0 \\ u \rightarrow u_1, n \rightarrow 0, H \rightarrow H_1, C \rightarrow 0, K \rightarrow K_1, \\ e \rightarrow e_1 \quad \text{при } y \rightarrow \infty \end{cases} \end{aligned} \right\} (6)$$

Система дифференциальных уравнений (1) с учетом (2-6) решалась численно с использованием двухслойной, неявной конечно-разностной схемы и методом прогонки с итерациями [5], при этом было рассчитано горение пропанобутановой смеси в воздухе.

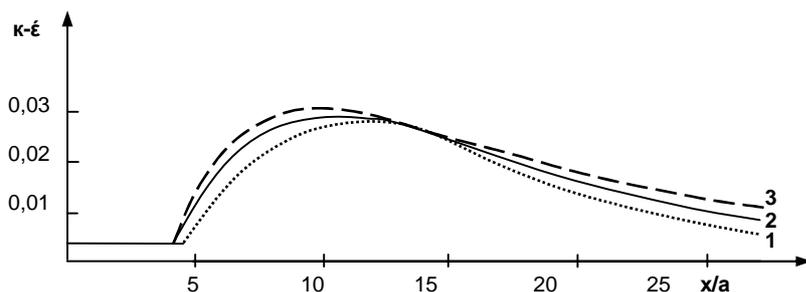


Рис. 1. Осевые изменения кинетической энергии турбулентности при различных исходных значениях концентрации топлива: 1- $(C_2)_2 = 0,055$; 2- $(C_2)_2 = 0,085$; 3- $(C_2)_2 = 0,12$

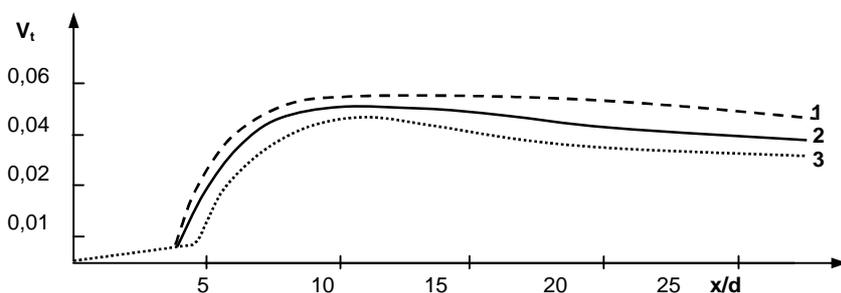


Рис. 2. Изменения осевой турбулентной вязкости различных значениях исходной концентрации топлива 1- $(C_2)_2 = 0,055$; 2- $(C_2)_2 = 0,085$; 3- $(C_2)_2 = 0,12$

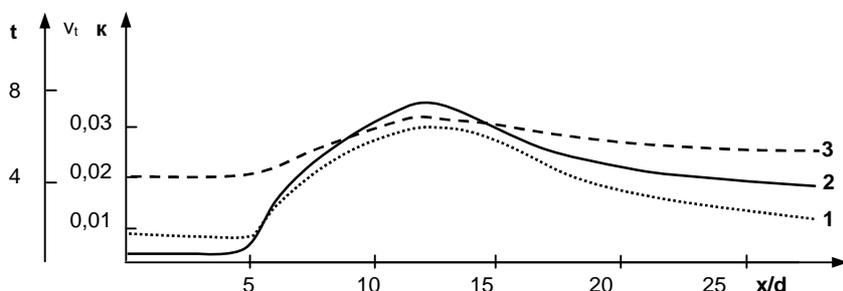


Рис. 3. Осевые изменения кинетической энергии турбулентности температуры (2) и турбулентной вязкости (3) при начальной концентрации топлива, равной 0,085

При проведении численных расчетов эмпирические константы модели турбулентности были заимствованы из [6] с некоторыми уточнениями. Для апробации полученных численных результатов было проведено сравнение профилей динамического набора и температуры с экспериментальными и теоретическими данными работы [3].

Основные результаты расчетов приведены в виде графиков на рис. 1-3. На рис. 1 приведены осевые изменения кинетической энергии турбулентности при разных исходных значениях концентрации топлива. Видно, что с увеличением исходного зна-

чения концентрации топлива растет осевое значение кинетической энергии турбулентности. Это можно объяснить тем, что с увеличением исходного значения концентрации топлива осевые значения температуры начинают быстрее возрастать, что и приводит к уменьшению плотности, а также возрастанию градиентов скорости.

На рис. 2 приведены осевые изменения кинематического коэффициента турбулентной вязкости. Их максимумы находятся в области максимума температур и не имеют такого ярко выраженного максимума, как кинетическая энергия турбулентности. Коэффициент турбулентной вязкости остается близким к максимальным значениям там, где большая температура. Это можно наблюдать на рис. 3, где показаны осевые значения, рассчитанные при начальной концентрации топлива, равной 0,055. Такая картина наблюдается и в расчетах, полученных с другими исходными значениями концентрации топлива.

Таким образом, можно сделать вывод о том, что увеличение исходного значения концентрации топлива приводит к удлинению зоны максимальных значений кинематического коэффициента турбулентной вязкости и, соответственно, к увеличению дальности факела, что присуще горению реагирующих систем.

Список литературы:

1. Абрамович Г.Н. Теория турбулентных струй. М.: «Наука». 1984. 715 с. 2.
2. Кузнецов В.Р., Сабельников В.А. Турбулентность и горение. М.: «Наука» 1986. с. 288.
3. Вулпис Л.А., Ершин Ш.А., Ярин Л.П. Основы теории газового Факела. – Л. «Энергия». 1963. с. 203.
4. Баяев В.К., Головичев В.К., Третьяков П.К. Горение в сверхзвуковом потоке. Новосибирск. Наука. 1984. с. 304.
5. Алиев Ф., Жумаев З.Ш. Струйные течения реагирующих газов. Ташкент, Фан, 1987, с. 132.
6. Edelman R.B. and Harsha P. Some observations on turbulent mixing with chtmigal reactions // AIAA. Aerospace mtting? 15-tg, New – York, 1977, Technical Paper, pp. 55-102.

СПОСОБ ПОЛУЧЕНИЯ ТЕРМОСТОЙКОГО КРЕМНИЯ

Тошбоев Т.У., доцент физико-математического факультета СамГУ им. А. Навои, канд. физ.-матем. наук

Наиболее близким по технической сущности предлагаемому нами способу является способ получения термостойкого кремния путем диффузионного легирования серой при 1200-1500°C длительностью 10-50 ч. [1-3]. При легировании серой происходит изменение исходных параметров кремния. В частности, после легирования серой образцов кремния как *n*, так *p*-типа проводимости с $r \geq 10$ Ом·см получались образцы, имеющие *n*-тип проводимости с $r=1 \div 10$ Ом·см. Эти материалы обладали термостойкостью до 720 и 1100°C Преимуществом этого способа является возможность термостабилизации параметров кремния при условии сохранения однородности кристаллической решетки.

Недостатком способа является узость интервала термостойкости кремния из-за интенсивного распада твердого раствора кремний-сера при $T > 750^\circ\text{C}$. Предлагаемый нами способ позволяет расширить интервал температурной стойкости кремния. Это достигается тем, что в способе получения термостойкого кремния путем диффузионного легирования серой осуществляется дополнительное диффузионное легирование кадмием и цинком при температуре 1000-1250°C в течение 120 мин.

Методика исследований

Из слитков монокристаллического кремния *p*-типа марки КДБ с удельным сопротивлением $r=10$ Ом·см, выращенного методом Чохральского, с концентрацией кислорода $\approx 6 \times 10^{17} \text{ см}^{-3}$, алмазным диском вырезают образцы в виде параллелепипедов размерами $8 \times 4 \times 1 \text{ мм}^3$. Образцы предварительно подвергают механической обработке микропорошком карбида кремния М5. После чего производят химическую обработку раствором 1HF:3HNO₃. Затем образцы с навесками серы (1,5 мГ) помещают в кварцевые ампулы объемом $\approx 10 \text{ см}^3$, предварительно промытые в растворе 1HNO₃:3HCl и прокипяченные в дистиллированной воде. Ампулы откачиваются до вакуума 10^{-5} мм рт. ст. и запаиваются. Далее ампулы помещают в горизонтальную печь и проводят отжиг при $1250^\circ\text{C} \pm 3^\circ\text{C}$ в течении 24 ч. После отжига образцы закаляют сбрасыванием ампулы в холодную воду при 18 °C.

Такие условия отжига обеспечивают однородное распределение серы по всему объему образца с

приблизительной растворимостью $2 \times 10^{16} \text{ см}^{-3}$. После легирования с каждой стороны образцы сошлифовывают по 50 мкм для удаления поверхностного нарушенного слоя и проводят химическую их обработку в растворе 1HF:3HNO₃. Затем в эти же образцы *Si<B,S>* проводят диффузию кадмия и цинка по технологии аналогичной диффузии серы. При этом диффузию кадмия и цинка осуществляют в интервале температур 1050-1250°C с длительностью более часа. Для сравнения в каждом случае при тех же условиях отжигают контрольные образцы *Si<B,S>*, *Si<B,Cd>*, *Si<B,Zn>* и *Si* без добавления какой-либо примеси. После закалки проводят дополнительное удаление поверхностного слоя по 100 мкм. Затем на образцы наносят омические контакты из индий-галлиевого сплава и измеряют электрические параметры.

Результаты исследования показывают, что непосредственно после диффузии серы образцы *Si<B,S>*

Таблица 1
Зависимость изменения параметров образцов (*Si<B,S>*, *Si<B,Cd>* и *Si<B,Zn>*) от длительности отжига

Образцы		Длительность отжига, мин.						
		30	45	60	90	120	300	600
<i>Si<B,S,Cd></i>	ТП	<i>P</i>	<i>p</i>	<i>P</i>	<i>P</i>	<i>p</i>	<i>p</i>	<i>P</i>
	ρ	215	48,2	10,9	10,3	10,3	10,1	10,1
	μ	301	298	290	309	301	308	296
<i>Si<B,S,Zn></i>	ТП	<i>P</i>	<i>p</i>	<i>P</i>	<i>P</i>	<i>p</i>	<i>p</i>	<i>P</i>
	ρ	10,1	10,3	11,2	10,3	10,1	10,0	10,1
	μ	295	290	302	295	289	301	296

имеют *n*-тип проводимости с $r=2$ Ом·см. В табл. 1. приведены зависимости изменения *r* образцов кремния легированного серой, кадмием и цинком, а также контрольных образцов *Si<B,S>*, *Si<B,Cd>* и *Si<B,Zn>* от температуры диффузии кадмия и цинка $T_{к,ц}$. Из приведенных результатов следует, что в процессе повторного отжига происходит частичный распад твердого раствора *Si-S*, вследствие чего по мере уменьшения температуры отжига происходит увеличение *r* контрольных образцов *Si<B,S>*. Это свидетельствует о том, что действительно параметры образцов *Si<B,S>* при высоких температурах отжига нестабильны.

Дополнительное легирование образцов *Si<B,S>* кадмием и цинком приводит к уменьшению кон-

Таблица 2

Зависимость изменения параметров образцов $Si\langle B,S,Cd\rangle$ ($T_{к,ц}=720^\circ C$), $Si\langle B,S,Zn\rangle$ ($T_{ц}=1100^\circ C$) от последующих термоотжигов

Температура отжига, °C	Образцы	Время отжига, час	ТП	r , Ом·см	m , см ² /Вс.
100	$Si\langle B,S,Cd\rangle$	До отж.	p	10,1	298
		5 ч.	p	10,2	295
	$Si\langle B,S,Zn\rangle$	До отж.	p	10,4	301
		5 ч.	p	10,2	300
	Контрольн.	До отж.	p	10,3	306
		5 ч.	p	10,1	310
300	$Si\langle B,S,Cd\rangle$	До отж.	p	10,4	308
		5 ч.	p	10,2	300
	$Si\langle B,S,Zn\rangle$	До отж.	p	10,1	297
		5 ч.	p	10,1	295
	Контрольн.	До отж.	p	10,0	301
		5 ч.	p	10,2	297
450	$Si\langle B,S,Cd\rangle$	До отж.	P	10,1	310
		5 ч.	p	10,2	303
	$Si\langle B,S,Zn\rangle$	До отж.	p	10,3	305
		5 ч.	p	10,0	301
	Контрольн.	До отж.	p	10,4	297
		5 ч.	p	10,3	310
600	$Si\langle B,S,Cd\rangle$	До отж.	p	10,2	303
		5 ч.	p	10,1	305
	$Si\langle B,S,Zn\rangle$	До отж.	p	10,4	301
		5 ч.	p	10,1	295
	Контрольн.	До отж.	p	10,1	295
		5 ч.	p	10,3	301
750	$Si\langle B,S,Cd\rangle$	До отж.	p	10,2	300
		5 ч.	p	10,4	297
	$Si\langle B,S,Zn\rangle$	До отж.	p	10,0	301
		5 ч.	p	10,1	291
	Контрольн.	До отж.	p	10,3	305
		5 ч.	p	10,3	300
900	$Si\langle B,S,Cd\rangle$	До отж.	p	10,1	301
		5 ч.	p	10,2	295
	$Si\langle B,S,Zn\rangle$	До отж.	p	10,2	298
		5 ч.	p	10,1	290
	Контрольн.	До отж.	p	10,2	305
		5 ч.	p	10,3	300
1050	$Si\langle B,S,Cd\rangle$	До отж.	p	10,1	298
		5 ч.	p	10,2	288
	$Si\langle B,S,Zn\rangle$	До отж.	p	10,0	299
		5 ч.	p	10,4	303
	Контрольн.	До отж.	p	10,5	301
		5 ч.	p	10,1	300
1150	$Si\langle B,S,Cd\rangle$	До отж.	p	10,1	302
		5 ч.	p	10,2	300
	$Si\langle B,S,Zn\rangle$	До отж.	p	10,3	295
		5 ч.	p	12,2	293
	Контрольн.	До отж.	p	15,3	290
		5 ч.	p	11,1	286

центрации электроактивных атомов серы за счет образования электронейтральных комплексов между серой и кадмием, цинком. Вследствие этого, по мере уменьшения $T_{к,ц}$ r образцов $Si\langle B,S,Cd\rangle$ и

$Si\langle B,S,Zn\rangle$ увеличивается относительно r контрольных образцов $Si\langle B,S\rangle$, $Si\langle B,Cd\rangle$ и $Si\langle B,Zn\rangle$ с последующей инверсией типа проводимости. При этом, наиболее эффективное взаимодействие между примесными атомами серы с кадмием и цинком имеет место в интервале $T_{к,ц} = 720-1100^\circ C$. В данном интервале $T_{к,ц}$, длительность отжига превышала 1 ч. (табл. 2).

Практически все электроактивные атомы как серы, так кадмия и цинка успевают связаться в электронейтральные комплексы (т.е. материал насыщается электронейтральными комплексами и параметры образцов $Si\langle B,S,Cd\rangle$ и $Si\langle B,S,Zn\rangle$ становятся сравнимыми с параметрами исходного материала, $r = 10$ Ом·см, p -типа.

Следует отметить, что насыщение кремния электронейтральными комплексами серы с кадмием и цинком, в свою очередь, препятствует возникновению термозаклочных дефектов, возникающих в процессе закалки после высокотемпературного отжига, о наличии которых ясно свидетельствует изменение параметров контрольных образцов из исходного материала после высокотемпературного отжига (табл. 2). По мере отклонения $T_{к,ц}$ от этого интервала как в сторону понижения, так и в сторону повышения, эффективность взаимодействия между примесными атомами серы с кадмием и цинком уменьшается и p образцам $Si\langle B,S,Cd\rangle$ увеличивается относительно r исходного материала. Однако, в данном случае также имеет место определенное взаимодействие между примесными атомами серы с кадмием и цинком, о чем свидетельствует имеющаяся разность между p образцов $Si\langle B,S,Cd\rangle$, $Si\langle B,S,Zn\rangle$ и контрольных образцов $Si\langle B,S\rangle$, $Si\langle B,Cd\rangle$ и $Si\langle B,Zn\rangle$.

Образцы $Si\langle B,S,Cd\rangle$, изготовленные в интервале температур $700-720^\circ C$, отличаются достаточной стабильностью параметров (m и t) к различным термоотжигам в интервале $150-720^\circ C$. Что касается образцов $Si\langle B,S,Zn\rangle$, то они отличаются достаточной стабильностью к термообработкам в интервале температур $150-1100^\circ C$.

В качестве примера в табл. 2 приведены зависимости параметров таких образцов от длительности отжига при различных температурах.

В виду того, что в интервале температур $450-750^\circ C$ в кремнии происходит наиболее эффективная генерация различных термодоноров и, именно в

этом интервале температур отжиг доводился до 150 ч. При 720°C происходит активация неравновесных атомов серы (неравновесные атомы серы возникают за счет частичного распада твердого раствора $Si-S$ в процессе диффузии кадмия и они практически не участвуют в комплексообразовании), что приводит в свою очередь к изменению параметров образцов.

а) путем выбора условия легирования можно расширить интервал термостойкости кремния до 720-1100°C при условии сохранения исходных параметров материала;

б) в области интенсивной генерации термодоноров (450-750°C) обеспечивается термостойкость кремния до 150 часов термообработки;

Таблица 3

Зависимость изменения параметров образцов ($Si<B,S,Cd>$, $Si<B,S,Zn>$, $Si<B,S>$, $Si<B,Cd>$, $Si<B,Zn>$, Si) от температуры отжига

№ №	Образцы	Параметры	Температура отжига, °С							
			900	950	1000	1050	1100	1150	1200	1250
1	$Si<B,S,Cd>$	ТП	p	P	p	P	p	n	N	n
		$r, \text{Ом}\cdot\text{см}$	11,02	10,3	10,4	11,6	10,8	31,31	10,02	1,86
		$m, \text{см}^2/\text{Вс}$	286	298	308	290	298	1250	1190	1285
2	$Si<B,S,Zn>$	ТП	p	p	p	P	p	p	N	n
		$r, \text{Ом}\cdot\text{см}$	10,4	10,2	10,0	10,2	10,4	11,2	2300	390
		$m, \text{см}^2/\text{Вс}$	296	306	298	308	300	303	1291	1306
3	$Si<B,S>$	ТП	p	p	p	P	n	n	N	n
		$r, \text{Ом}\cdot\text{см}$	10,6	12,1	11,9	10,3	2,18	1,88	2,00	1,98
		$m, \text{см}^2/\text{Вс}$	289	302	290	309	1291	1310	1251	1247
4	$Si<B,Cd>$	Тип	p	p	p	N	n	n	N	n
		$r, \text{Ом}\cdot\text{см}$	2200	3300	4600	1200	180	3100	4800	6300
		$m, \text{см}^2/\text{Вс}$	296	300	298	1292	1310	1302	1218	1198
5	$Si<B,Zn>$	Тип	p	p	p	P	p	n	N	n
		$r, \text{Ом}\cdot\text{см}$	1500	2800	4100	4900	5200	2400	118	108
		$m, \text{см}^2/\text{Вс}$	309	315	319	291	297	1394	1214	1299
6	Si	ТП	-	-	-	-	-	p	P	p
		$r, \text{Ом}\cdot\text{см}$	-	-	-	-	-	140	4560	6789
		$m, \text{см}^2/\text{Вс}$	-	-	-	-	-	234	289	342

Образцы кремния, легированные серой с кадмием и цинком вне интервала 720-1100°C, характеризуются наличием в их объеме не связанных в комплексы изолированных примесных атомов как серы, так кадмия и цинка (табл. 3).

Поэтому такие материалы не отличаются достаточно высокой термостойкостью. Использование данного способа получения термостойкого кремния обеспечивает по сравнению с другими способами следующие преимущества:

в) наличие электронейтральных химически связанных комплексов серы с кадмием и цинком в кремнии не искажает периодичность кристаллической решетки.

Данный термостойкий кремний может быть эффективно использован в производстве интегральных микросхем и других кремниевых приборов. Использование данного материала способствует увеличению доли выхода годных микросхем и срока службы выпускаемой продукции.

Список литературы:

1. Болтакс Б.И., Бахадырханов М.К., Городецский С.М., Куликов Г.С. Компенсированный кремний. Л.: Наука, 1972, с. 171.
2. Бахадырханов М.К. Комплексное исследование примесей марганца, кобальта, железа и никеля в кремнии. Автореф. канд. дис. Л., с. 16.
3. Бахадырханов М.К., Аскарлов Ш.И., Норкулов Н., Тошбоев Т.У. Межпримесное взаимодействие серы и кобальта в кремнии. Изв. РАН неорг. материалы, 1995, т. 31, № 11, с. 1400-1404.

К ЧИСЛЕННОМУ РАСЧЕТУ ТРЕХМЕРНЫХ ТУРБУЛЕНТНЫХ СТРУЙ РЕАГИРУЮЩИХ ГАЗОВ В ПОЛЕ СИЛЫ ТЯЖЕСТИ ПРИ ДИФФУЗИОННОМ ГОРЕНИИ

Жумаев З.Ш., зав. кафедрой «Математика» БухГУ, докт. техн. наук; Ёдгоров О.О., зав. кафедрой «Информатика и информационная технология» БухГУ, канд. физ.-мат. наук; Джураева Н.М., ассистент кафедры «Математика» НГПИ

Изучение процессов перемешивания и горения многокомпонентных газовых смесей в турбулентном режиме представляет как научный, так и практический интерес. В связи с непрерывным ростом топливо-сжигающих устройств, таких как двигатели различных назначений химико-технологической промышленности, ТЭЦ и других, которые, сжигая большое количество топлива, выбрасывают в атмосферу достаточное количество загрязняющих веществ с дымовыми газами. Выше изложенные процессы протекают в пространственном турбулентном режиме течения, поэтому цель настоящей работы заключается в выборе математической модели относительно турбулентного обмена и привлечения видоизмененных уравнений Навье-Стокса в случае турбулентных движений [1, 2]:

$$t_{i,k}^* = t_{i,k} - \overline{ru_i' u_k'} = m_l \overline{l_{i,k}}$$

где $m'_{эфф} = m_l + m_T$, $\overline{l_{i,k}} = \frac{1}{2} \left(\frac{\partial u_i}{\partial x_k} + \frac{\partial u_k}{\partial x_i} \right)$;

m_T - динамический коэффициент турбулентной вязкости, зависящей от переменных кинематических характеристик осредненного движения жидкости.

С учетом вышесказанного, в работе численно исследуется струя горючего газа смеси метана с инертным газом, истекающего из прямоугольного сопла и распространяющегося в покоящемся пространстве воздуха при диффузионном горении. В данной задаче предполагается, что струя горючего газа направлена вертикально вверх, ось ox - направлена вдоль струи, а оси oy и oz по плоскости сечения. Стороны сопла конечны и их размеры равны $2a$ и $2b$, соответственно, по осям oy и oz . Кроме того, ось ox считается центральной симметрией относительно осей oy и oz , что позволяет рассматривать одну четверть зоны смещения.

Для математического моделирования данного физического процесса используются параболизированные системы дифференциальных уравнений в случае турбулентных движений [1-7].

Уравнение неразрывности:

$$\frac{\partial}{\partial x}(ru) + \frac{\partial}{\partial y}(ru) + \frac{\partial}{\partial z}(rw) = 0 \quad (1)$$

Уравнение движения по оси x :

$$ru \frac{\partial u}{\partial x} + ru \frac{\partial u}{\partial y} + rw \frac{\partial u}{\partial z} = -\frac{\partial P}{\partial x} + \frac{\partial}{\partial y} \left(m_{эфф} \frac{\partial u}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left(m_{эфф} \frac{\partial u}{\partial z} \right) \quad (2)$$

Уравнение движения по оси y :

$$ru \frac{\partial u}{\partial x} + ru \frac{\partial u}{\partial y} + rw \frac{\partial u}{\partial z} = \frac{4}{3} \frac{\partial}{\partial y} \left(m_{эфф} \frac{\partial u}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(m_{эфф} \frac{\partial v}{\partial z} \right) - \frac{2}{3} \frac{\partial}{\partial y} \left(m_{эфф} \frac{\partial w}{\partial z} \right) + \left(m_{эфф} \frac{\partial w}{\partial y} \right) \quad (3)$$

Уравнение движения по оси z :

$$ru \frac{\partial w}{\partial x} + ru \frac{\partial w}{\partial y} + rw \frac{\partial w}{\partial z} = \frac{4}{3} \frac{\partial}{\partial z} \left(m_{эфф} \frac{\partial w}{\partial z} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(m_{эфф} \frac{\partial w}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(m_{эфф} \frac{\partial w}{\partial z} \right) - \frac{2}{3} \frac{\partial}{\partial z} \left(m_{эфф} \frac{\partial v}{\partial y} \right) \quad (4)$$

Уравнение переноса энергии (полная энтальпия):

$$ru \frac{\partial H}{\partial x} + ru \frac{\partial H}{\partial y} + rw \frac{\partial H}{\partial z} = \frac{1}{Pr} \frac{\partial}{\partial y} \left(m_{эфф} \frac{\partial H}{\partial y} \right) + \frac{1}{Pr} \frac{\partial}{\partial z} \left(m_{эфф} \frac{\partial H}{\partial z} \right) + Q_{оис} \quad (5)$$

где

$$Q_{оис} = \left(1 - \frac{1}{Pr} \right) \left[\frac{\partial}{\partial y} \left(m_{эфф} \frac{\partial u}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(m_{эфф} \frac{\partial u}{\partial z} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left(m_{эфф} \frac{\partial v}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left(m_{эфф} \frac{\partial w}{\partial y} \right) \right] + \left(\frac{4}{3} - \frac{1}{Pr} \right) \left[\frac{\partial}{\partial y} \left(m_{эфф} \frac{\partial v}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left(m_{эфф} \frac{\partial w}{\partial z} \right) \right] - \frac{\partial}{\partial y} \left(\frac{2}{3} m_{эфф} \frac{\partial w}{\partial z} \right) + \frac{\partial}{\partial z} \left(m_{эфф} \frac{\partial w}{\partial y} \right) + \frac{\partial}{\partial y} \left(m_{эфф} \frac{\partial w}{\partial z} \right) - \frac{\partial}{\partial z} \left(\frac{2}{3} m_{эфф} \frac{\partial v}{\partial y} \right)$$

Уравнение концентрации:

$$ru \frac{\partial \tilde{c}}{\partial x} + ru \frac{\partial \tilde{c}}{\partial y} + rw \frac{\partial \tilde{c}}{\partial z} = \frac{1}{Sc} \frac{\partial}{\partial y} \left(m_{\text{эфф}} \frac{\partial \tilde{c}}{\partial y} \right) + \frac{1}{Sc} \left(m_{\text{эфф}} \frac{\partial \tilde{c}}{\partial z} \right) \quad (6)$$

При написании уравнения (6) было использовано стехиометрическое условие [7]:

$$w_i v_3 m_3 + w_3 v_i m_i = 0 \quad (i = \overline{1,2}) \quad (7)$$

А также:

$$c = \frac{\tilde{c}_i - (\tilde{c}_i)_1}{(\tilde{c}_i)_2 - (\tilde{c}_i)_1} \quad (8)$$

где

$$\tilde{c}_i = c_3 v_i m_i + c_i v_3 m_3 \quad (9)$$

К этим уравнениям присоединяем, соответственно, выражение для полной энтальпии и уравнения состояния совершенных газов:

$$H = C_p T + \sum_{i=1}^4 C_i h_i^* \quad (10)$$

$$C_p = \sum_{i=1}^4 C_i C_{pi} \quad (11)$$

$$P = R_0 \frac{r}{m} T \quad (12)$$

$$m = \left(\sum_{i=1}^4 \frac{C_i}{m_i} \right)^{-1} \quad (13)$$

Для замыкания системы дифференциальных уравнений (1-6) с учетом (7-9), а также (10-13) относительно коэффициента турбулентной вязкости используется модифицированная модель Прандтля [7], учитывающая неоднородности и объемную сжимаемости потока:

$$\hat{m}_{\text{эфф}} = m_l + cb^2(x, y_{\text{эп}}, z_{\text{эп}}) \cdot r \sqrt{\left(\frac{\partial u}{\partial y} \right)^2 + \left(\frac{\partial u}{\partial z} \right)^2 + \left(\frac{\partial w}{\partial y} \right)^2} \left(\frac{r_0}{r} \right)^a \quad (14)$$

где a - эмпирическая постоянная, характеризующая неоднородности потока, а остальные обозначения аналогичны [6-8].

Система дифференциальных уравнений (1-6) с учетом (7-14) решается при следующих граничных условиях:

$$x = 0 : \begin{cases} u = 1, & u = 0, & w = 0 & H = H_0, \\ r = r_0, \\ \tilde{c} = 0 & \text{при } 0 \leq z \leq 1 \\ u = u_1 & u = 0, & w = 0 & H = 1, \\ r = r_1, \\ \tilde{c} = 0 & \text{при } 1y \leq y_{+\infty}, & 1 < z \leq z_{+\infty} \end{cases} \quad (15)$$

$$x > 0 : \begin{cases} \frac{\partial u}{\partial z} = 0, & \frac{\partial H}{\partial z} = 0, & \frac{\partial u}{\partial z} = 0, & \frac{\partial \tilde{c}}{\partial z} = 0, \\ w = 0 & \text{при } z = 0, & 0 \leq y \leq y_{+\infty} \\ \frac{\partial u}{\partial z} = 0, & \frac{\partial H}{\partial z} = 0, & \frac{\partial u}{\partial z} = 0, & \frac{\partial \tilde{c}}{\partial z} = 0, \\ w = 0 & \text{при } z = 0, & 0 \leq y \leq y_{+\infty} \\ u \rightarrow u_1, & u \rightarrow 0, & w \rightarrow 0, & H \rightarrow 1, \\ \tilde{c} \rightarrow 0, & r \rightarrow r_1(x) & \text{при } \begin{cases} y \rightarrow y_{+\infty} \\ z \rightarrow z_{+\infty} \end{cases} \end{cases} \quad (16)$$

Относительно давления предполагалось, что давление в каждой фиксированной плоскости yOz считается постоянной и меняется от сечения к сечению по высоте, т.е. по оси ox и имеет место уравнение:

$$\frac{dp}{dx} = -rg \quad (17)$$

Используя уравнение состояния (13) и уравнение (17), получим:

$$\frac{dp}{p} = -\frac{gmdx}{R_0 T(x, y_{\text{эп}}, z_{\text{эп}})}$$

Или:

$$P = P_0 \exp \left(-\int_{x_0}^x \frac{gmdx}{R_0 T(x, y_{\text{эп}}, z_{\text{эп}})} \right) \quad (18)$$

Зная зависимость $T(x, y_{\text{эп}}, z_{\text{эп}})$ от высоты, с помощью формулы (18) можно найти изменения давления по высоте. В ограниченном диапазоне высот (до 11 км) часто принимают, что температура в атмосфере убывает с высотой по линейному закону [9], и, в нашем случае:

$$T = T_0 + \frac{\Delta}{100} x \quad (19)$$

где T_0 - абсолютная температура при $x=0$;

Δ - величина, на которую убывает температура при подъеме газа на 100 м. В ряде практических задач для действительной атмосферы можно принять, что $\Delta = 0,65$;

$T_0 = 288$ К и $x=0$ соответствует уровню моря.

Для численного решения системы уравнений (1-6) с привлечением (7-14, 17, 18), а также с граничными условиями (15, 16) использована методика и алгоритм расчета, приведенная в работах [3, 5].

При реализации граничных условий предполагается, что скорость, температура и концентрация компонентов струи основного и спутного потока на выходе сопла задаются однородными и ступенчатыми и давления струи основного и спутного потока между собой равны и постоянны. Также, для учета коэффициента молекулярной вязкости струи горючего и окружающей среды на выходе сопла задаются в виде:

$$m_i = \text{const} T^{0,6472} \quad (20)$$

Здесь const определяется с учетом диаметра столкновения, характеристической температуры,

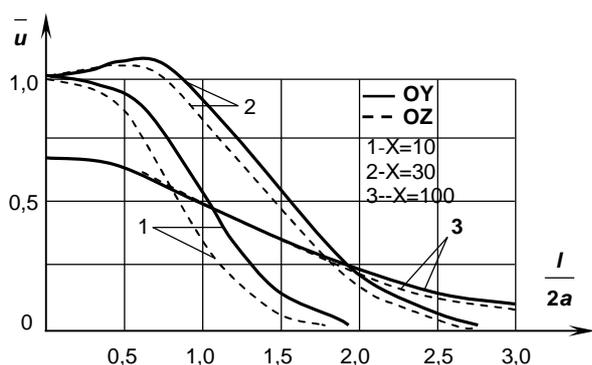
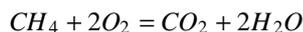


Рис 1. Поперечное распределение продольной скорости по оси OY и OZ

параметра потенциальной функции межмолекулярного взаимодействия, а также интеграла столкновения для переноса импульса. Она определена с достаточной точностью для многих практических приложений по приближенным формулам в монографии [9]. В качестве примера было изучено горение метана в воздухе. Реакция протекала согласно стехиометрическим уравнениям:



Для проведения исследования нами были выбраны сопла с размерами сторон на выходе 20×20 мм. Численные расчеты проводились при следующих исходных данных:

$$m_0 = 16; m_1 = 32; m_2 = 44; m_4 = 28; C_{p0} = 0,8856; \\ C_{p1} = 0,246; C_{p2} = 0,264; C_{p3} = 0,508; C_{p4} = 0,265. \\ C_{p0} = 0,8856; C_{p1} = 0,246; C_{p2} = 0,264; \\ C_{p3} = 0,508; C_{p4} = 0,265$$

Зона горючего:	Зона окислителя:
$u_0 = 38 \text{ м/с}; T_0 = 1200^0 \text{ К};$	$u_1 = 1 \text{ м/с}; T_1 = 300^0 \text{ К};$
$(C_0)_0 = 0,12;$	$(C_1)_1 = 0,232;$
$(C_4)_0 = 0,88;$	$(C_4)_1 = 0,768;$
$P_0 = P_1 = 101325 \text{ Н/м}^2;$	$v_0 = 1; v_1 = 2; v_2 = 1;$
$Pr = Sc = 0,5;$	$v_3 = 2; v_4 = 0$

Теплота образования окислителя, продукта реакции и инертного газа приняты равными нулю: $h_1^* = h_2^* = h_3^* = h_4^* = 0$, а теплота образования горючего $h_0^* = 12000 \text{ ккал/кг}$ [7].

Двойные индексы при концентрациях указывают на их исходные значения: первый индекс номер компоненты (0, 1 - горючая и окислитель; 2, 3 - продукт реакции (CO₂, H₂O); 4 - инертный газ), а вторые индексы: 0 - зона горючего, 1 - зона окислителя. При использовании модели (14) для коэффициента турбулентной вязкости необходимо уточнить эмпирические данные экспериментальным

путем. В этих целях проводилась серия численных расчетов, где значения эмпирической константы варьировалось в диапазоне $0,005 \leq x \leq 0,05$, а степень неоднородности a в диапазоне $0,05 \leq a \leq 1$. Оказалось, что при $x=0,0026 \div 0,04$ и $a = 0,75$ полученные результаты лучше согласуются с экспериментальными материалами [3, 8, 10] в изотермическом случае.

На рис 1. приведены профили поперечных распределений продольной скорости в разных сечениях вдоль струи. Как следует из графика, при учете силы тяжести максимальное значение скорости достигается не на оси струи, а внутри области пе-

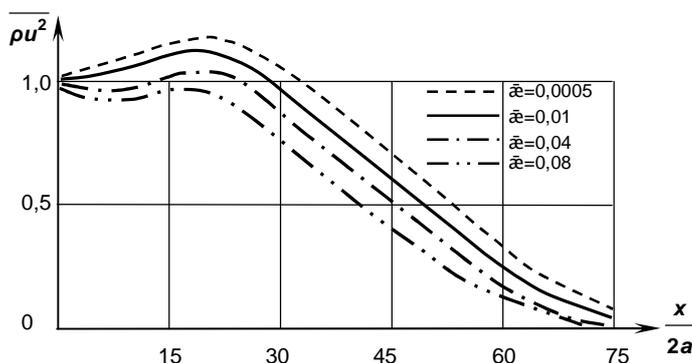


Рис 2. Осевые профили динамического напора при разных значениях \bar{a}

ремешивания, т.е. области, которая соответствует максимальному значению температуры (пунктирная линия). Это может объясниться тем, что возрастание температуры приводит к возрастанию подъемной силы (тепловая энергия переходит в механическую энергию) и, что, в свою очередь, приводит к ускорению потока.

На рис. 2 приведены осевые профили динамического напора с учетом силы тяжести при разных значениях s . Как следует из графика, увеличение значения s приводит к уменьшению дальности динамического напора.

Очевидно, это увеличение s приводит к увеличению коэффициента внутреннего трения, что приводит к затуханию потока. Поэтому было необходимо проведение численного эксперимента, сопоставлением существующих лабораторных и натуральных экспериментов для уточнения эмпирических констант s и a .

Список литературы:

1. Лапин Ю.В., Стрелец М.Х. Внутренние течения газовых смесей. М.: Наука, 1987, с. 368.
2. Васильев Г.С. Полуэмпирическая теория турбулентности для пространственных течений химически реагирующих газовых смесей. //Теоретическая и прикладная механика, 1979, № 2, с. 52-60.
3. Мак-Гирк Дж. Роди В. Расчет трехмерных турбулентных свободных струй. // ТОИР, 1977, № 4. с. 268-273.

4. Кузов К. Аэродинамика струй, истекающих из прямоугольных сопел. // *Промышленная теплофизика*, Т. 12, № 4, 1990, с. 38-44.

5. Ходжиев С., Жумаев З.Ш., Пиримов А. Исследование трехмерных турбулентных струй реагирующего газа, истекающего из прямоугольного сопла и распространяющегося в спутном (затопленном) потоке воздуха при диффузионном горении // *Узбекский журнал, Проблемы механики*. 1993, № 2, с. 28-33.

6. Вулис Л.А., Ярин Л.П. Аэродинамика факела. Л.: Энергия, 1978, с. 216.

7. Алиев Ф., Жумаев З.Ш. Струйные течения реагирующих газов. Ташкент: ФАН, 1987, с. 132.

8. Палатник И.Б., Темирбаев Д.Ж. О распространении свободных турбулентных струй, вытекающих из насадки прямоугольной формы // *Проблемы теплоэнергетики и прикладной теплофизики*. Алма-ата, 1964 вып. 1., с. 18-28.

9. Седов Л.И. Механика сплошной среде. Т. II –М: Наука, Глав. ред. физ.-мат. лит-ры, 1984, 560 с.

10. Трентакосте Н., Сфора Р.М. Результаты дальнейшего экспериментального исследования трехмерных свободных струй. // *РТК*, 1967, Т.5, с. 69-76.

УДК 001.5

© Мурадов Ш.М. 2005 г.

ПРОБЛЕМЫ ОСНОВНОЙ ОБРАБОТКИ ПОЧВЫ

Мурадов Ш.М., ст. преподаватель кафедры «Механизация сельскохозяйственного производства» БухГУ, канд. техн. наук

В зоне хлопководства встречаются почвы, подпахотный (залегающий ниже верхних 20-30 см почвы) горизонт которых тяжелый по механическому составу и сильно уплотнен, что резко снижает эффективность вегетационных поливов. Кроме того, в местах с очень близким стоянием грунтовых вод встречаются почвы, вслед за пахотным слоем которых залегают так называемый глеевый горизонт с сизоватым оттенком, очень сильно уплотненный и плохо водопроницаемый, который при выворачивании на поверхность оказывает губительное действие на культурные растения. Вполне понятно, что во время пахоты таких почв нет смысла выворачивать на поверхность, например, галечник, песок или тот же глеевый горизонт. С другой стороны, нельзя и оставлять подпахотный горизонт в нетронутом состоянии, так как неблагоприятные физические и химические свойства его препятствуют проникновению воды и корней хлопчатника (других культур) в нижние слои почвы, что отрицательно сказывается на развитии растений и урожае хлопчатника. Следовательно, на таких почвах необходимо применять особую технологию обработки почвы, при которой только верхний плодородный слой почвы обрабатывался бы с полным оборотом пласта.

Такую технологию обработки почвы принято называть комбинированной вспашкой, которую четко выполняют двухъярусные плуги с почвоуглубителями. При комбинированной вспашке плуг выполняет одновременно две технологии обработки почвы: двухъярусную вспашку на глубину 30 см (в зависимости от мощности пахотного слоя) и почвоуглубление до 40-45 см. Комбинированной вспашкой достигаются: полный оборот пласта, глубокая заделка сорняков и растительных остатков, разрушение плотной подошвы и водонепроницаемых прослоек, наиболее полное использование растениями плодородного пахотного слоя, погружаемого во время вспашки на место подпахотного горизонта. На старопахотных почвах в результате вспашки

в течение ряда лет на одинаковую глубину подпахотным горизонтом образуется уплотненный слой – плужная подошва. Чтобы разрушить плужную подошву, также следует периодически пахать плугами с почвоуглубителями. На почвах с благоприятными физико-механическими и химическими свойствами пахотного и подпахотного горизонтов (20-30 см) применяется двухъярусная вспашка на глубину 30 см. На староорошаемых сероземах и других почвах с мощными агроирригационными наносами применяется двухъярусная вспашка на глубину 40 см. В целях проверки эффективности почвоуглубления в условиях Бухарской области на экспериментальной базе Бухарского филиала института Хлопководства был заложен опыт на хлопковой старопахке при глубине грунтовых вод в вегетационный период 1,8-2,0 м. Почвы луговые, давнего орошения, по механическому составу среднесуглинистые, слабозасоленные. Учет расхода оросительной воды на промывку почвы в зависимости от способа основной обработки показал, что в вариантах с почвоуглублением затрачено большее количество воды, чем в контрольном варианте. В варианте двухъярусной вспашки с почвоуглублением до 15 см затрачено воды на 275 м³/га больше, чем в варианте двухъярусной вспашки без рыхления. Значит, разрушение подпахотного уплотнения слоя староорошаемых земель положительно сказывается на водопроницаемости при промывных поливах. А это, в свою очередь, способствует лучшему опреснению засоленной почвы.

По проценту появившихся всходов между вариантами резких колебаний не наблюдалось. На последнюю дату наблюдения наибольший процент всходов хлопчатника отмечался в варианте двухъярусной вспашки с почвоуглублением на 15 см.

Рост хлопчатника при рыхлении подпахотной почвы был больше на 1÷3 см, чем без рыхления, особенно при двухъярусной вспашке почвоуглубле-

нием на 15 см.

При рыхлении почвы подпахотного горизонта на глубину 10 и 15 см образовалось корочечек на 0,3 шт. больше, чем на глубину 5 см.

Наибольший урожай хлопка-сырца (35,2 ц/га) получен при двухъярусной вспашке с почвоуглублением на 15 см, при этом урожайность хлопчатника увеличилась в среднем на 1,4-5,3 ц/га, чем без почвоуглубления.

При рыхлении подпахотной почвы на глубину 15 см получен наибольший урожай хлопка-сырца, что на 5,2 ц/га больше, чем без рыхления, а при рыхлении почвы на глубину 5 и 10 см – на 0,8 и 3,9 ц/га.

Таким образом, из вышесказанного следует, что комбинированная вспашка может применяться в любых почвенных условиях зоны орошаемого земледелия. Особенно эффективно ее применение на староорошаемых (засоленных и незасоленных) почвах с плохим физическими и химическими свойствами подпахотного слоя, так как разрушение уплотненной подпахотной прослойки («плужной подошвы») улучшает водно-воздушно-тепловой режим подпахотного слоя и создаёт возможность проникновения корней хлопчатника глубже за пределы пахотного слоя.

УДК 622.4:622.271:622.002.5

© Оруджов У.С., Кадыров Ф.Х., Абдуллаев З.А., Лобанов В.С., Киселенко А.С. 2005 г.

К ВОПРОСАМ ПРОВЕТРИВАНИЯ РУДНИКОВ, ПРИМЕНЯЮЩИХ САМОХОДНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ

Оруджов У.С., зам. технического директора ОАО «Алмалыкский ГМК»; **Кадыров Ф.Х.**, начальник горного отдела ОАО «Алмалыкский ГМК»; **Абдуллаев З.А.**, главный инженер рудника Каульды ОАО «Алмалыкский ГМК»; **Лобанов В.С.**, начальник лаборатории ГР «O'zGEOTEXLITI»; **Киселенко А.С.**, инженер лаборатории ГР «O'zGEOTEXLITI»

Осуществление коренного технического перевооружения и оснащения рудников Каульды, Кызылалма ОАО «Алмалыкский ГМК» современными дизельными самоходными машинами (МоАЗ, Atlas Copco) (рис. 1) ставит задачи эффективной вентиляции выработок при их эксплуатации.

Дизельный привод, при многих его достоинств



Рис. 1. Гидравлическая буровая установка Boomer 104-1238 фирмы Atlas Copco на промплощадке Каульдинского рудника

вах, обеспечивающих ему широкое распространение, имеет весьма существенный недостаток - выхлопные газы содержат токсически вредные для человека вещества, такие, как окись углерода, окислы азота, альдегиды, сажу и др.

Указанный недостаток в подземных условиях имеет особое значение в связи с ограниченной пропускной способностью горных выработок по воздуху, сечение которых устанавливается обычно исходя из размещения горно-транспортного оборудования и коммуникаций. Увеличение сечения или проходка специальных вентиляционных выработок требует больших дополнительных затрат, что в значительной степени снижает эффективность применения самоходного оборудования с дизельным приводом. Поэтому нейтрализация выхлопных газов и организация действенной вентиляции при эксплуатации и проведении выработок - серьезная проблема. [1, 2]

Применяемые на рудниках схемы проветривания транспортных съездов не исключают подачу загазованного воздуха к местам ведения горных работ.

Использование наклонного съезда для выдачи воздуха ведет к загазовыванию его выхлопными газами и ухудшению в нем условий труда водителей транспортных средств.

Повышение эффективности проветривания шахт при эксплуатации самоходных машин с двигателями внутреннего сгорания (ДВС) могут решаться в направлении увеличения КПД вентиляционных потоков, не прибегая к значительным дополнительным затратам.

При работе погрузочно-доставочных машин (ПДМ) с ДВС в подземных выработках выходящие из коллектора выхлопные газы имеют температуру до 40° С при относительной влажности 20-25 %, и

за счет массообмена происходит интенсивное увлажнение выхлопных газов ДВС до уровня относительной влажности воздуха в выработке. В связи с насыщением водяными парами выхлопных газов происходит поглощение окислов азота, а также учитывая, что окиси углерода по отношению к воздуху имеют меньшую плотность, происходит их скопление в сводовой части выработки.

Присутствие окиси углерода и окислов азота в рудничном воздухе на уровне дыхания людей отмечается на расстоянии от ПДМ, равном 4-6 метров, по ходу движения вентиляционной струи.

Эффект расслоения выхлопных газов может быть большим, если коллектор для их отвода направить в сводовую часть выработки, т.е. перпендикулярно ее оси.

За счет разделения вентиляционного потока плоской струей, можно локализовать выхлопные газы ДВС в ее сводовой части и отделить поток свежего воздуха в зоне дыхания [3]. На основании этого могут быть использованы следующие способы и средства интенсификации проветривания выработки.

1. Способ проветривания с разделением воздушного потока плоской струей, локализацией и удалением выхлопных газов ДВС по сводовой части выработки основан на создании в ней двух потоков: чистого и загрязненного воздуха. При проветривании выработки по этому способу подачу выхлопных газов ДВС ПДМ необходимо осуществлять при помощи (рис. 2) удлиненного вертикального коллектора 4 в сводовую часть выработки 1 и отсекают их от чистого воздуха зоны дыхания плоскими струями, создаваемыми при помощи насадок 3, установленных на вентиляционном трубопроводе 2.

Оптимальные геометрические и аэродинамические параметры насадок для создания плоских струй рассчитываются по специальной методике. Установлено, что они могут быть получены как при закрытом выходном сечении трубопровода, так и при полностью или частично открытом с учетом сопротивления трубопровода и подачи требуемого количества воздуха, исходя из условия создания минимально допустимой скорости воздуха в выработке.

Расчетные значения расхода воздуха для проветривания выработок при работе в них ПДМ с ДВС. Q_B -необходимо определять по формуле:

$$Q_B = \sum Q_H + V_{min} S_H, \text{ м}^3/\text{с} \quad (1)$$

где $\sum Q_H$ - суммарный расход воздуха на создание плоских струй, $\text{м}^3/\text{с}$;

V_{min} - минимально допустимая скорость воздуха в выработке, $\text{м}/\text{с}$;

S_H - сечение выработки, м^2 .

2. Способ струйной вентиляции путем увеличения количества воздуха с применением местных побудителей движения, т.е. местного душирования.

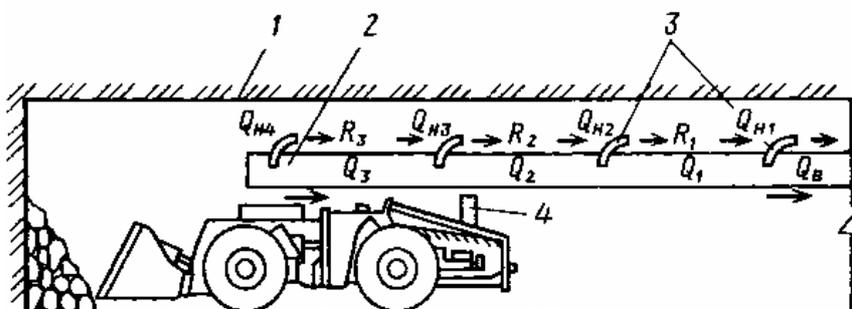


Рис. 2. Схема проветривания с локализацией и удалением выхлопных газов ДВС по сводовой части выработок

В качестве побудителей движения воздуха на транспортных уклонах предлагается применять эжекторы типа Э-230, которые, как правило, имеют небольшие размеры и массу, простоту конструкции и сравнительно низкую стоимость, не нуждаются в запасных частях, не требуют квалифицированного ухода и смазки (рис. 3) [4].

Принцип действия эжектора заключается в следующем.

Сжатый воздух, количество которого регулируется вентилем, установленным на трубопроводе, поступает в кольцевую камеру и, выходя из кольцевой щели со сверхзвуковой скоростью, огибает выпуклую поверхность корпуса-диффузора. При истечении струи из кольцевой щели в эжекторе создается разрежение, и под действием разности давления окружающий воздух эжектируется. Количество засасываемого воздуха в 5-18 раз превышает количество расходуемого сжатого воздуха [5].

Эжектор Э-230 подвешивается на высоте 1,5-1,7 м от почвы и на расстоянии 0,5-0,7 м от стенки вы-

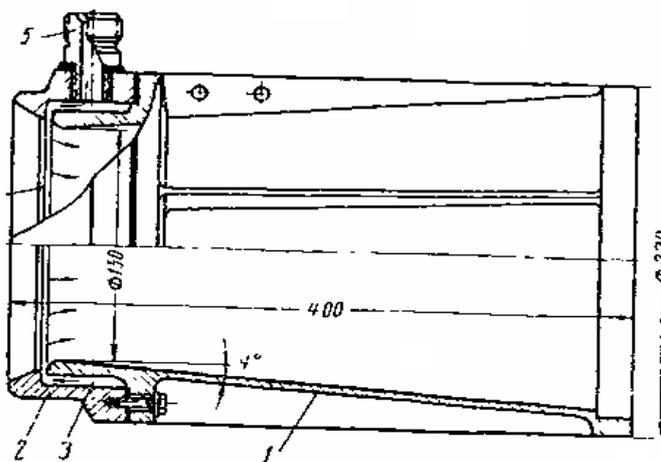


Рис. 3. Эжектор Э-230 для проветривания горных выработок

работки. При этом угол, образованный осями выработки и эжектора, должен составлять $7-10^0$, что позволяет получить максимальную длину свободной струи, создаваемой в выработке.

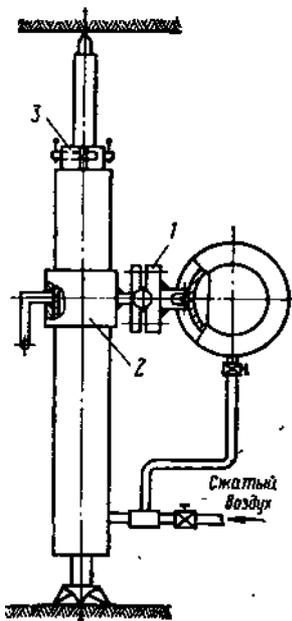


Рис. 4. Схема крепления эжектора на пневмоподдерживающей колонке в горной выработке

Крепление эжектора может осуществляться на пневмоподдерживающей колонке типа ПК-13 (рис. 4). Возможны и другие конструкции их крепления, что позволяет включать или отключать их в зависимости от количества вредных примесей в воздухе.

Основой расчета струйной вентиляции является определение необходимого количества последовательно устанавливаемых по длине выработки эжекторов способных преодолеть суммарное сопротивление выработки и обеспечить

устранение примесей из атмосферы до санитарных норм.

Необходимый расход по отработавшим газам определяется по формуле [6]:

$$Q = \frac{q_0 C_0}{C^{C_0}} \left(m + \frac{2L}{\Delta t_v} + 0,5 \right), \text{ м}^3/\text{сек} \quad (2)$$

где q_0 - средняя интенсивность выделения газов дизельными машинами, $\text{м}^3/\text{сек}$;

C_0 - начальная, приведенная к окиси углерода, концентрация отработавших газов из выхлопных труб ПДМ, $\text{м}^3/\text{м}^3$;

v - скорость движения ПДМ, $\text{м}/\text{сек}$;

Δt - интервал движения машин, сек ;

L - длина выработки, м ;

m - количество машин одновременно работающих в транспортном уклоне;

C^{C_0} - допустимая концентрация СО по санитарным нормам.

Суммарный коэффициент сопротивления выработки определяется по формуле:

$$I_{\text{сум}} = 1 + I_{\text{вх}} + I_{\text{вых}} + I \frac{L}{D} + 4C_a \frac{F_a v N}{F_u 2} \quad (3)$$

где I - коэффициент трения воздуха о стенки выработки, принимается $I = 0,3$;

$I_{\text{вх}} = 0,3$ и $I_{\text{вых}} = 1,0$ - коэффициенты местного сопротивления входа и выхода выработки;

D - гидравлический диаметр выработки, м ;

C_a - коэффициент лобового сопротивления машины;

$$F_a^1 - \text{площадь ПДМ, м}^2; N = \frac{2L}{\Delta t_v} + 0,5.$$

Количество эжекторов:

$$Z = \frac{Q^2 I_{\text{сум}}}{2 \left(\frac{1}{F} - Q \right)} \quad (4)$$

где F - площадь поперечного сечения выработки, м^2 ;

Q - расход воздуха, рассчитанный по определяющей вредности, $\text{м}^3/\text{сек}$.

Расстояние между эжекторами:

$$l = 3,9D \left[\left(\frac{U_0}{U} - 1 \right)^2 d \right]^{\frac{1}{4}}, \text{ м} \quad (5)$$

где U_0 - скорость воздуха на проточном отверстии эжектора, $\text{м}/\text{сек}$;

U - средняя скорость воздуха по сечению выработки, $\text{м}/\text{сек}$;

d - коэффициент формы струи эжектора, $d = 1,54$.

Предложенные способы и средства интенсификации проветривания подземных выработок представляют собой перспективные системы вентиляции транспортных съездов, обеспечивающих комфортные условия труда рабочих эксплуатирующих механизмы с двигателями внутреннего сгорания, без больших капитальных и эксплуатационных расходов.

Список литературы:

1. Скорняков Ю.Г. Системы разработки и комплексы самоходных машин при подземной добыче руд. М.: Недра, 1978, с. 200.
2. Григорьянц Э.А., Инфантьев А.Н., Чугай М.И. Проведение горных выработок с применением самоходного оборудования. М.: Недра, 1990, с. 252.
3. Третьяченко А.Н., Сахновский В.А., Кураченко В.М., Торьяник В.В. Новые способы и средства интенсификации проветривания подземных выработок. // Охрана труда, 1990, с. 49-50.
4. Гагауз Ф.Г., Дребница А.В., Переверзов В.В. Пневматические щелевые эжекторы. // Горный журнал, 1971, № 11. с.77-78.
5. Ващенко В.С., Сахновский В.Л., Бойченко А.А., Заец С.И., Русаков Л.Н. Эжектор Э-230 для нормализации микроклимата в шахтах // Горный журнал, 1976, № 7. с. 64.
6. Скобунов В.В. Струйная вентиляция сквозных камерообразных выработок. // Горный журнал, 1971, № 11. с. 76.

ИЛЛЮСТРАЦИЯ ПРИКЛАДНОЙ РОЛИ ЗАКОНОВ МАТЕМАТИКИ И ФИЗИКИ НА ПРИМЕРАХ РЕШЕНИЯ ЗАДАЧ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Перегудова Г.П., преподаватель высшей математики Зарафшанского ОТФ НГГИ

Преподавателю высшей математики на лекциях или практических занятиях часто приходится отвечать на один и тот же вопрос, задаваемый студентами: «А где на практике применяются те или иные знания, получаемые на лекциях?».

Чтобы ответить преподавателю на подобные вопросы студентов горного профиля целесообразно перейти от абстрактных примеров к решению задач, связанных с горным производством, тем самым наглядно иллюстрируя необходимость знания математики и физики.

Такая методика проведения занятий позволяет достичь двух целей:

- студенты специальности «Горное дело» расширяют знания в этой области;
- повышается интерес к предметам математики и физики.

Рассмотрим применение законов математики и физики на примерах решения задач по буровым работам.

Буровыми работами называются работы по созданию искусственных цилиндрических углублений (полостей, шпуров и скважин) в породном массиве с помощью буровых машин. При этом, по характеру взаимодействия рабочего инструмента машины выделяют четыре способа механического бурения: ударное, вращательное бурение резанием, ударно-вращательное, вращательно-ударное. Остановимся на ударном бурении скважин и на его примере рассмотрим действие закона всемирного тяготения, поскольку работа бурового снаряда в этом случае основана на принципе свободного падения, вызываемого силой тяжести.

Задача 1. Буровой снаряд массой 2500 кг поднимается над забоем скважины с помощью кривошипно-шатунного (балансирного) механизма на высоту 1,2 м и свободно падает обратно. В момент падения лезвие долота раздавливает породу в забое скважины. Диаметр скважины $d = 0,250$ м, плотность породы 2600 кг/м^3 . Найти:

- а) кинетическую энергию снаряда в момент удара;
 - б) энергию, затраченную на сотрясение грунта;
 - в) энергию, затраченную на деформацию (раздавливание) породы;
 - г) коэффициент полезного действия снаряда.
- Удар считать неупругим.

В момент удара снаряд вступает во взаимодействие с породой, что позволяет рассматривать их в качестве единого целого и называть системой «снаряд – порода».

При падении буровой снаряд под действием силы тяжести накапливает кинетическую энергию. В результате импульсного взаимодействия снаряда с породой происходит не только ее раздавливание (разрушение), но и ее сотрясение. А поскольку в момент взаимодействия буровой снаряд и порода образуют целостную систему, то вся накопленная снарядом кинетическая энергия расходуется внутри этой системы не только на разрушение, но и на сотрясение породы (рис. 1).

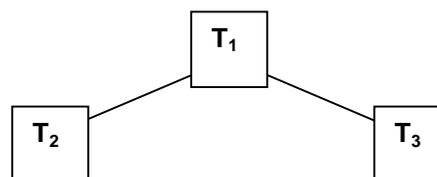


Рис. 1. Схема распределения кинетической энергии бурового снаряда: T_1 – кинетическая энергия снаряда в момент удара; T_2 , T_3 – энергия, затраченная на деформацию (раздавливание) и сотрясение породы

Кинетическую энергию T_1 снаряда в момент удара найдём по формуле:

$$T_1 = m_1 V_1^2 / 2, \quad (1)$$

где m_1 – масса снаряда, $m_1 = 2500$ кг;

V_1 – скорость снаряда в момент удара.

Скорость снаряда в момент удара определим по формуле:

$$V_1^2 = 2gh, \quad (2)$$

где h – высота падения снаряда, $h = 1,2$ м;

g – ускорение свободного падения, $g = 9,8 \text{ м/с}^2$.

После подстановки известных значений в (1) получаем:

$$T_1 = \frac{2500(2 \cdot 9,8 \cdot 1,2)^2}{2} = 691500 \text{ Дж.}$$

Для определения энергии, затраченной на сотрясение породы, предварительно найдём скорость системы «снаряд – порода» непосредственно после удара. Для этого применим закон сохранения импульса, согласно которому количество движения в замкнутой системе остается неизменным и который

в случае неупругого удара двух тел выражается формулой:

$$m_1 V_1 + m_2 V_2 = (m_1 + m_2) U, \quad (3)$$

где V_2 - скорость породы перед ударом, $V_2 = 0$, поскольку порода до удара находилась в состоянии покоя;

m_2 - масса породы, которая подвергается воздействию бурового снаряда;

U - скорость грунта непосредственно после удара.

Поскольку при неупругом ударе после взаимодействующего импульса снаряд и порода движутся как одно целое с одинаковой скоростью, то эту скорость U с учетом $V_2=0$ определим из выражения:

$$U = \frac{m_1}{m_1 + m_2} V_1 \quad (4)$$

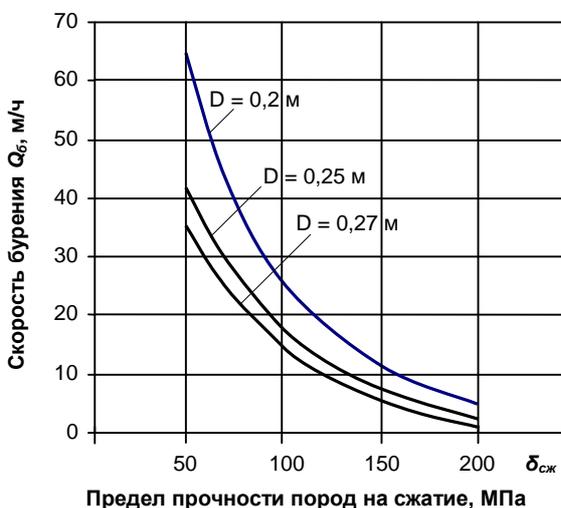


Рис. 2. График зависимости производительности бурения СБШ-250 МН от предела прочности пород на сжатие при разном диаметре скважин

В результате взаимодействия бурового снаряда с породой часть его кинетической энергии передается системе «снаряд - порода», которая под ее воздействием смещается со скоростью U . Такое смещение в системе проявляется через сотрясение породы, а энергия, расходуемая на сотрясение, может быть определена по формуле:

$$T_2 = \frac{(m_1 + m_2)U^2}{2} \quad (5)$$

Скорость U в выражении (5) заменим её значением из (4) и (2) получим:

$$T_2 = \frac{m_1 + m_2}{2} \left(\frac{m_1}{m_1 + m_2} V_1 \right)^2 = \frac{m_1^2}{2(m_1 + m_2)} V_1^2, \quad (6)$$

$$= \frac{m_1^2}{2(m_1 + m_2)} (2gh)^2 = \frac{2m_1^2 g^2 h^2}{m_1 + m_2}.$$

Массу m_2 участка породы, с которым взаимодействует буровой снаряд, определим следующим образом. На основе опыта ударного бурения примем, что этот участок породы представляет собой столб (цилиндр) диаметром D_y и высотой H_y по три диаметра бурового снаряда [1], то есть, $D_y = H_y = 3 \cdot 0,25 \text{ м} = 0,75 \text{ м}$. Тогда при плотности породы $\rho = 2600 \text{ кг}$, диаметре $D = 0,25 \text{ м}$:

$$m_2 = \rho \frac{D_y^2}{4} H_y = 2600 \cdot 3,14 \frac{0,75^2}{4} 0,75 = 860 \text{ кг}.$$

$$\text{Тогда } T_2 = \frac{2 \cdot 2500^2 \cdot 9,81^2 \cdot 1,2^2}{2500 + 860} = 486130 \text{ Дж}$$

Таким образом, буровой снаряд до удара обладал энергией T_1 , из которой энергия T_2 пошла на сотрясение породы. Следовательно, энергия, затрачиваемая на разрушение породы, составит:

$$T_3 = T_1 - T_2 = 691500 - 486130 \approx 205370 \text{ Дж}.$$

Энергию T_3 , затрачиваемую на разрушение породы, следует считать полезной энергией. Тогда КПД бурового снаряда при ударном бурении скважин составит:

$$h = \frac{T_3}{T_1} 100 = \frac{205370}{691500} 100 = 29,7\%$$

Таким образом, рассмотренный пример позволяет сделать вывод о том, что при ударном бурении коэффициент полезного действия бурового станка весьма низок и зависит главным образом от массы бурового снаряда m_1 и в меньшей степени от массы породы m_2 , подвергнутой воздействию при ударе. Именно из-за невысокого КПД способ проведения скважин с помощью падающего бурового снаряда в настоящее время практически не применяется.

Задача 2. Рассмотрим действие закона сохранения энергии на примере бурения скважин станком шарошечного бурения (рис. 2). Действие этого закона в рассматриваемом случае проявляется в том, что энергия, затрачиваемая приводом станка на разрушение породы, есть величина постоянная, поскольку буровой станок не может расходовать на эти цели больше энергии, чем позволяет мощность установленного двигателя. Поэтому, при изменении условий бурения, например, диаметра скважины или физико-механических характеристик пород, будет изменяться скорость бурения скважины. В частности, при уменьшении диаметра скважины удельная мощность привода, приходящаяся на единицу диаметра бурового инструмента, увеличивается. Следовательно, может быть увеличена и порция породы, на которую воздействует буровой инструмент. Результатом этого является рост производительности (скорости) бурения.

Аналогичная картина наблюдается и при изменении физико-механических характеристик разрушаемой породы. В частности, при увеличении предела прочности породы для ее разрушения потребу-

ется увеличить мощность на буровом инструменте, но это невозможно, поскольку привод имеет фиксированную мощность. Поэтому для создания требуемых для разрушения напряжений потребуется уменьшить разрушаемую буровым инструментом порцию породы. Естественно, что это приведет к уменьшению производительности (скорости) бурения.

Математически взаимосвязи мощности привода, диаметра бурового инструмента, физико-механических характеристик и производительности бурения представлены в виде выражения [2]:

$$Q_{\delta} = \frac{0,1 \cdot N_{\text{вр}} \cdot K_{3, \text{дв}}}{e^{0,017} \cdot S_{\text{сж}} \cdot D_i^2}$$

где Q_{δ} - производительность (скорость) бурения, м/ч;

$N_{\text{вр}}$ - мощность привода бурового инструмента, кВт;

$K_{3, \text{дв}}$ - коэффициент загрузки двигателя;

D_i - диаметр скважины, м;

$S_{\text{сж}}$ - предел прочности пород на сжатие, МПа;

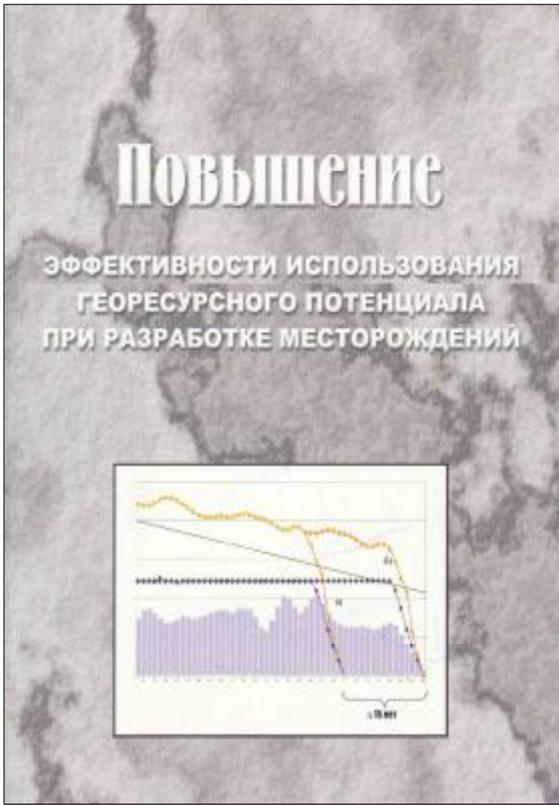
$e = 2,72$ - основание натурального логарифма.

Определим изменение производительности бурового станка СБШ-250 МН при бурении скважин диаметрами $D_1 = 0,2$ м, $D_2 = 0,25$ м, $D_3 = 0,27$ м. Коэффициент загрузки двигателя примем $K_{3, \text{дв}} = 0,9$. Мощность привода бурового станка СБШ-250МН $N_{\text{вр}} = 68$ кВт. Полученные результаты иллюстрируют взаимосвязь производительности бурения при изменении диаметра скважины и физико-механических характеристик пород и постоянной мощности привода бурового инструмента (рис. 2).

Анализ полученных графиков позволяет, также, сделать вывод о том, что с увеличением предела прочности пород на сжатие, скорость бурения скважин стремится к некоторому пределу, изменить который можно только изменив (увеличив) мощность привода.

Список литературы:

1. М.Г. Новожилов и др. «Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых» Изд. «Недра», Москва 1971 г.
2. Е.А. Толстов, В.Н. Сытенков, С.А. Филиппов «Процессы открытой разработки рудных месторождений в скальных массивах» Изд. «Фан», Ташкент 1999 г.



В издательстве «Фан» Академии наук Республики Узбекистан вышла монография «Повышение эффективности использования георесурсного потенциала при разработке месторождений», в которой автором Шеметовым П.А. - начальником рудника Мурунтау, канд. техн. наук рассмотрен комплекс научно-технических решений, обеспечивающих повышение эффективности использования георесурсного потенциала на примере открытой разработки крутопадающего месторождения Мурунтау.

Рассмотренные в монографии вопросы вовлечения в разработку минерального сырья в результате расширения границ открытой разработки и понижения кондиций на руду на основе улучшения экономических показателей добычи полезных ископаемых представляют собой сложную научно-техническую проблему, решение которой обусловлено ростом потребности в продукции, пользующейся устойчивым спросом на международном рынке, и имеет важное народно-хозяйственное значение для Республики Узбекистан.

Монография рассчитана для научных и инженерно-технических работников, занятых в области горного дела.

НАВСТРЕЧУ ПОСТАВЛЕННОЙ ЦЕЛИ

Мухаммеджанова Л.П., зав. кафедрой «Гуманитарные дисциплины» Зарафшанского ОТФ НГГИ, канд. историч. наук, доцент;
Аяпова Д.У., ст. преподаватель кафедры «Гуманитарные дисциплины» Зарафшанского ОТФ НГГИ

«Чтобы жить в мире необходимы светские науки и знания, нация не владеющая современными науками и знаниями будет поправа другими»

Махмудходжа Бехбуди

Сегодня самые благородные цели, стоящие перед нами, - великое будущее страны и наш завтрашний день, свободная жизнь и благоденствие, и то какое место займет Узбекистан в мировом сообществе. Все это зависит, прежде всего, от нового поколения, от того какими людьми вырастут наши дети.

Молодежь составляет одну из многочисленных прослоек в нашей стране, следовательно, она должна стать главной опорой, движущей силой нашего общества. Поэтому, воспитание духовно и физически развитого поколения является задачей общенационального, общегосударственного масштаба.

В Республике Узбекистан большое значение придается совершенствованию системы образования, подготовке квалифицированных кадров. В стране действуют более 1000 академических лицеев и колледжей, 64 высших учебных заведений, из них 16 университетов, 48 педагогических, медицинских, технических, экономических и других институтов. Высшие учебные заведения готовят специалистов более чем по 176 специальностям.

Реформа образования, проводимая по инициативе Президента Республики Узбекистан И.А. Каримова, находится сейчас на своем завершающем этапе.

Что же сделано? На основе глубокого и всестороннего анализа проведено коренное преобразование содержания образовательных и профессиональных программ, продолжается внедрение передовых педагогических технологий, произведена всеобщая переподготовка кадров для всех ступеней образования, значительно укреплена материальная база учебных заведений различных уровней в плане оснащения их современной учебной и компьютерной техникой, сделаны шаги по обеспечению необходимой учебной литературой, расширены различные формы обучения, внедрены механизмы по усилению мотивации труда преподавателей.

Отрадно отметить тот факт, что образовательная реформа в Республике положительно оценивается представителями развитых стран мира.

Признание мировой общественностью происходящих в образовании реформ показывает уровень знаний нашей молодежи, ее стремление соответствовать мировым стандартам.

Выявление одаренных молодых педагогов и научных кадров, организация их обучения в престижных высших учебных заведениях ведущих государств мира - основные задачи Фонда Президента Республики Узбекистан «Истеъдот».

Одаренные юноши и девушки имеют возможность обучаться через конкурсный отбор в престижных учебных заведениях мира. Зарубежные организации, занимающиеся вопросами образования, проводят тестовые испытания конкурсантов на знание иностранных языков. К этой работе привлечены такие международные организации по образованию и изучению языка, как «АКСЕЛС» (США), «Британский совет» (Великобритания), «Немецкая служба академического обмена» (Германия), а также представители посольств в нашей стране от Франции, Японии и Италии. К тому же, претенденты проходят компьютерные тесты и собеседование по избранной специальности. Молодым людям, успешно прошедшим эти испытания, вручаются гранты Президента для получения образования в зарубежных высших учебных заведениях. Это дает моральную и материальную поддержку для обучения за рубежом.

Однако, не для кого не секрет, что эта программа доступна не для всей молодежи, несмотря на всестороннюю помощь государства. Поэтому разработаны отдельные государственные способы поддержки одаренной молодежи. Так, усилиями, организуемых в высших и средне-специальных учебных заведениях объединений «Устоз-шогирд», предусмотрено подготовить не менее 1000 подростков из малообеспеченных семей и не менее 500 - из числа инвалидов с детства.

«Устоз-шогирд» преследует цель наставничества над молодыми людьми, широкое вовлечение их в общественно - политическую жизнь общества.

Национальная Программа по подготовке кадров - документ, возведенный в ранг закона. Главное для учебных заведений сегодня - это приложение максимума сил, средств для осуществления данной Программы.

Навоийский Государственный Горный Институт также видит свою задачу в подготовке конкурентоспособных кадров, которые смогут работать в условиях рыночной экономики. Нынешний год является юбилейным для нашего вуза.

Анализ десятилетнего пути НГГИ в деле реализации Национальной Программы показывает, что данное специализированное учебное заведение прилагает все усилия для достижения поставленных

перед ним задач. Сформирован квалифицированный профессорско-преподавательский состав, имеется достаточная учебно-материальная база, налажены прямые контакты и тесное сотрудничество с базовыми горными предприятиями Навоийского промышленного региона.

В институте большое внимание уделяется совершенствованию учебного процесса, применению современных педагогических технологий, разно-сторонним связям с научными центрами как внутри Республики, так и за рубежом, осуществляется постоянное сотрудничество ученых института и НГМК, кузницей кадров которого призван стать институт.

Функционирующие в городе Зарафшан высшие и средне-специальные учебные заведения представлены филиалом НГГИ – Зарафшанским общетехническим факультетом, двумя промышленными, одним медицинским колледжами и одним академическим лицеем. Главной задачей этих учебных заведений является повышение уровня подготовки кадров, расширение возможностей для овладения профессиональными знаниями, организация и выпуск инженерно-технических работников, усиление подготовки рабочих и специалистов, способных работать в новых условиях.

Сегодняшний студент, в своем большинстве, - это молодой человек, стремящийся к знаниям, к получению профессиональных навыков. Его интересуют последние достижения техники и науки, он проявляет в определенных ситуациях творческую активность, инициативу, смело выражает свою точку зрения. В отличие от своих предшественников, сегодняшний студент широко использует при подготовке к учебному процессу новый и актуальный материал из Интернета, приветствует деловое сотрудничество на равных со своими наставниками-преподавателями.

Проводимые ежегодно научно-практические конференции студентов показывают хороший уровень знаний, активную жизненную позицию, умение не только видеть проблемные вопросы, но самое главное, видеть пути решения как местных, так и глобальных проблем.

Становится хорошей традицией - участие студентов Зарафшанского факультета НГГИ на таких престижных научно-практических конференциях международного и республиканского значений как «Истиклол» и «Инновация».

Анализируя научные доклады студентов, убеждаешься в широте интересов, в небезразличном отношении к окружающей среде, к своему городу, краю, стране. Студентка II курса Нуманова Зебо считает: «... поступая в вуз, мы хотим не только получить необходимые знания в сфере будущей

специальности, но и хотим получить разностороннее развитие». Оценка деятельности факультета студентами прозвучала в статьях, посвященных юбилею НГГИ.

Отличительной особенностью нашего факультета НГГИ является то, что многие профильные предметы читают специалисты, работающие на основных горных предприятиях Зарафшанского промышленного региона. Это позволяет узнать много новой информации из области добычи и переработки полезных ископаемых на таких предприятиях, как Гидрометаллургический завод № 2, рудник Мурунтау, шахта Мурунтау, ЦРМЦ, СП «Зарафшан-Ньюмонт» и «Амантайтау Голдфилдз», где предстоит нам в будущем работать. Такую возможность имеет не каждое учебное заведение», - пишет с гордостью студент II курса Яхин Зинур в своей научной статье об интеграции науки и производства. Его мысль продолжает студентка I курса Коноплева Елена, которая убеждена, что «...связи, налаженные с Центральным рудоуправлением и другими подразделениями НГМК, становятся важным фактором при подготовке высококвалифицированных специалистов. Прохождение ознакомительной и учебной практики на этих предприятиях, также, способствует сочетанию теории и практики».

Отрадно ощущать обеспокоенность студентов такими глобальными проблемами, как наркомания, преступность, международный терроризм, экстремизм и экология. Интересен и поучителен взгляд на вопрос защиты окружающей среды студента I курса Талибова Алишера, который указывает в своей статье, что «Человек – часть природы», «...научно-технический прогресс сопровождается не только ростом городов, развитием промышленности и технического прогресса, но и своими отрицательными побочными последствиями, связанными с загрязнением окружающей среды. Наш город Зарафшан строился как часть инфраструктуры НГМК. В настоящее время он представляет собой разветвленную сеть промышленной зоны. Основной экологической проблемой города является повышенное содержание пыли в воздухе, однако, это проблема постоянно решается: в городе увеличивается площадь зеленых насаждений, как не сложны проблемы выхаживания растений на песчаных почвах; растет количество парков и скверов. Дальнейшее развитие города зависит в большей степени от отношения молодежи к созданным условиям, от понимания каждым всего объема местных экологических проблем и сложности их решения».

Хотелось бы отметить, что современная молодежь, равно как и молодые люди всех времен, является самой передовой частью общества, все наши надежды и чаяния направлены на них.

ИНВЕСТИЦИИ КАК ОСНОВНОЙ РЫЧАГ РАЗВИТИЯ ЭКОНОМИКИ

Рустамова И.Б., доцент кафедры «Экономика и управление фермерскими и другими сельскохозяйственными предприятиями» ТашГАУ; **Тухтаева С.Г.**, ассистент кафедры «Экономика и управление фермерскими и другими сельскохозяйственными предприятиями» ТашГАУ; **Пиримов М.А.**, студент IV курса кафедры «Экономика и управление фермерскими и другими сельскохозяйственными предприятиями» ТашГАУ

Узбекистан, который прежде в основном специализировался только на производстве сырья, ныне ставит перед собой цель занять достойное место среди развитых стран. Для того, чтобы стать на один уровень с самым развитыми странами, прежде всего такими, как Япония, Корея, Малайзия особое значение придаётся зарубежным инвестициям. История развития перечисленных выше государств показывает, что без внешних инвестиций эти государства не смогли бы подняться до сегодняшнего уровня [1, 2].

В Узбекистане на сегодняшний день создан благоприятный инвестиционный климат. Предприятия с зарубежными инвестициями имеют законодательные гарантии и значительные фискальные льготы. В результате роль иностранного капитала в экономике Узбекистана из года в год возрастает.

В целях привлечения инвестиций в Республике ежегодно принимается инвестиционная программа для обеспечения структурных преобразований экономики, активизации инвестиционной деятельности предприятий, организаций, а также широкого привлечения иностранных инвестиций. За период с 1996 по 2004 гг. из всех источников финансирования 78,6 % было привлечено за счёт средств иностранных инвестиций и кредитов под гарантию правительства. Прямых иностранных инвестиций и кредитов - 21,4 %. За восьмилетний срок инвестиционных программ в виде конкретных потребителей иностранных инвестиций и кредитов участвовали более 70 организаций, министерств и ведомств. Не сбалансированный приток иностранных инвестиций или же доминирующий объём иностранных инвестиций привлечённых под гарантию правительства над прямыми иностранными инвестициями обусловлен тем, что в первые годы независимости республики для привлечения прямых иностранных инвестиций не было создано благоприятного инвестиционного климата. Результаты анализа выявили, что с середины 2001 г. наблюдается резкий рост привлечения иностранных инвестиций. Данный шаг подкреплён реформами в рамках либерализации экономики. В результате анализа приоритетных инвестиционных проектов за период 1996-2004 гг. в рамках инвестиционной программы Республики Узбекистан они разделились на нижеуказанные основные отрасли, в которых объём привлечённых иностранных инвестиций кредитов

за счёт всех средств распределяется следующим образом:

- промышленность - 39,3 %;
- строительство - 2,0 %;
- сельское хозяйство - 4 %;
- транспорт и телекоммуникации - 18,8 %;
- сфера услуг - 1 %;
- социальная сфера - 17 %;
- кредитные линии предпринимательской деятельности - 7 %;
- приватизация и предпринимательство - 0,9 %;
- общеэкономическая сфера - 10 %.

Для развития экономики страны в коммерческих банках открыты кредитные линии, такие как Европейский банк реконструкции и развития, Азиатский банк развития, Международная финансовая корпорация и др. Эти средства рефинансируются через коммерческие банки Республики и направляются, в основном, на финансирование инвестиционных проектов. Но освоение инвестиций через международные кредитные линии идет медленным темпом ввиду жестких требования обеспечения гарантий возврата кредита. Данное требование продиктовано желанием застраховать себя от негативных последствий в случае, если заёмщик будет не в состоянии погасить кредит из собственных средств. Стандартным требованием при выдаче кредитов на финансирование инвестиционного проекта является обеспечение его возврата в размере не менее 120 % от суммы кредита. Конкретные условия залогового обеспечения диктуются Центральным банком ежегодно, согласно кредитной политики, принимаемой каждым банком, а если финансирование происходит не за счет собственных средств банка, - то первоначальным кредитором (например, международными финансовыми институтами). Так, в качестве залогового обеспечения может выступать приобретаемое за счёт кредита технологическое оборудование, недвижимость, поручительство третьих лиц, банковские депозиты, гарантии банков, страховые полисы. Большинство предприятий при подготовке бухгалтерской отчётности стараются минимизировать полученную прибыль. Поэтому, самым распространённым видом предоставляемого обеспечения является залог недвижимости. Одним из наиболее спорных вопросов при этом является определение его оценочной и залоговой стоимости. В Узбекистане не развит рынок недвижимости и нет дос-

товерной информации о проведенных сделках, поэтому каждый коммерческий банк сам определяет стоимость предлагаемого ему в залог имущества. Оценку производит свой специалист оценщик, исходя из личного опыта. Недвижимость принимается в залог по стоимости, составляющей 60-80 % от оценочной.

Одним из решений вышеперечисленной проблемы является привлечение инвестиций через лизинговые операции, так как в виде залога предоставляется сама область кредитования (техника), что автоматически снимает проблему с 120 % залоговым обеспечением.

В 2002 г. в Узбекистане были приняты ряд законодательных актов, которые заложили основу нового финансирования - микрофинансирование. До этого микрофинансированием занимались исключительно коммерческие банки и неправительственные некоммерческие организации. В настоящее время в стране действуют 17 кредитных союзов. Опрос, проведенный специалистами МФК, показал, что в последние годы выросло не только количество обращений, но и почти в два раза увеличилась доля респондентов, получивших микрозаймы.

Коммерческие банки и в настоящее время играют ведущую роль в микрофинансировании, ими

выдано около 90 % микрокредитов. Вместе с тем, в Узбекистане до сих пор нет законодательной базы, регулирующей деятельность микрофинансовых организаций, не относящихся к кредитным союзам или банкам. В основном микрофинансирование привлекательно не для крупных компаний, а для небольших частных предприятий. Оно помогает встать на ноги людям, только начинающим свой бизнес и ещё не имеющим кредитной истории, которые интересны как клиенты коммерческим банкам, так как в малых объёмах кредитования операционные издержки зачастую превышают прибыль, которую принесла в виде процентов данная операция. Таким образом, в Узбекистане созданы все возможности для привлечения инвестиций.

Список литературы:

1. *Деловая среда в Узбекистане глазами представителей малого и среднего бизнеса. По итогам 2003 года. Международная финансовая корпорация (IFC). Ташкент. 2004. с. 170.*
2. *Рустамова И.Б. Исследование эффективности привлечения инвестиций в малом и среднем бизнесе. // Дис. канд. экон. наук. - Ташкент. 2000г. с. 127.*

УДК 347. 24 (575.10)

© Давранбеков А.У. 2005 г.

СОДЕРЖАНИЕ ПРАВА СОБСТВЕННОСТИ В СФЕРЕ ПОИСКА, РАЗВЕДКИ И ДОБЫЧИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Давранбеков А.У., юрисконсульт Центрального рудоуправления НГМК

Содержание права собственности в любой сфере хозяйственной деятельности раскрывается через известную триаду правомочий собственника – владения, пользования, распоряжения. Такое содержание присуще и праву государственной собственности, и праву собственности иных субъектов. Согласно Закону РУз «О собственности», право собственности в Республике Узбекистан признается и охраняется Законом. Собственник по своему усмотрению владеет, пользуется и распоряжается принадлежащим ему имуществом. Характеризуя данный подход гражданского законодательства, Арипджанов У. подчеркивает, что эта классическая триада – своего рода шаблон, устойчивый юридический термин, используемый в отсутствие иных средств законодательной техники [1]. Как отмечает Е. А. Суханов, законодательно могут быть установлены лишь некоторые особенности возникновения, прекращения и осуществления права собственности в зависимости от субъектного состава [2]. По мысли А. Ж. Туян, государственная и общенародная соб-

ственность соотносятся между собой как «форма» и «содержание» [3]. Думается, что содержание права собственности в интересующей нас сфере отношений, а именно в сфере поиска, разведки и добычи минерального сырья, может быть раскрыто традиционно – через известные правомочия собственника. Рассмотрим содержание каждой названной нами формы собственности с целью выявления особенностей осуществления прав на нее.

С принятием Закона РУз «О недрах» в 1994 г. содержание права собственности на недра сводится к праву государственной собственности. В этой связи, можно говорить, что содержание права государственной собственности на недра земли заключается, во – первых, в праве государства производить разработку месторождений полезных ископаемых; во – вторых, в праве разрешать разработку недр другим субъектам права, т. е. юридическим и физическим лицам; в – третьих, в праве осуществлять через органы горного надзора контроль за правильным ведением геологоразведочных работ, пра-

вильной эксплуатацией месторождений, а также за обеспечением горных предприятий минерально-сырьевой базой; в – четвертых, в организации через Государственный Комитет Республики Узбекистан по геологии и минеральным ресурсам учета запасов полезных ископаемых составлении сводных балансов, обеспеченности ими отдельных отраслей промышленности, установлении сводного плана всех проводимых геологических работ, а также организации и осуществлении геологического контроля над производством геологических работ. При рассмотрении содержания права государственной собственности на полезные ископаемые в сфере поиска, разведки и добычи по действующему законодательству Республики Узбекистан, отметим, что государство осуществляет правомочия собственника через соответствующие органы.

В Законе РУз «О недрах» (ст. 7) прямо предусмотрено, что государственное управление в области горных отношений осуществляется Кабинетом Министров Республики Узбекистан, органами государственной власти на местах и специально уполномоченными государственными органами. В свою очередь, специально уполномоченными органами в области горных отношений являются Государственный комитет по охране природы, Государственный комитет по геологии и минеральным ресурсам, Государственная инспекция по надзору за безопасным ведением работ в промышленности, горном деле и коммунально-бытовом секторе. Согласно ст. 1 Закона РУз «О собственности», собственник вправе передавать принадлежащее ему право владения, пользования и распоряжения имуществом другим лицам. В случаях, на условиях и в пределах, предусмотренных законами Республики Узбекистан, на собственника может быть возложена обязанность - допустить ограниченное пользование его имуществом другими лицами. И здесь, не имеет значения, кто является собственником имущества, будь то государство или другой субъект права.

Государство как публично - правовой институт осуществляет правомочия собственника в рамках, определяемых законами, принимаемыми властными органами государства. Как полагает Е. А. Суханов, содержание права собственности на землю и другие природные ресурсы обладает некоторыми особенностями [4]. А. Н. Вылегжанин и А. Ф. Самохвалов, характеризуя объем прав на природные ресурсы в целом, подчеркивают, что в научных правовых прогнозах, законопроектах, в действующем законодательстве отражены разные подходы к вопросу об оптимальном объеме прав на природные ресурсы [5]. Мы полагаем, что законодатель исходит из позиции исключительной государственной собственности на природные ресурсы в целом, на недра и их ресурсы в частности. Необходимо отметить следующие характерные черты содержания права собственности на недра и их ресурсы.

1. Гражданско-правовой оборот участков недр и их ресурсов ограничен по логике законодательства

о недрах. Согласно ст. 82 ГК РУз, объекты гражданских прав, нахождение которых в обороте является ограниченным, по мере возможности, должны быть установлены в законе. Однако в Законе РУз «О недрах» норма, свидетельствующая о пределах гражданского оборота участков недр и прав на них, отсутствует. Лишь в ст. 30 Закона РУз «О недрах» указано, что пользователь участком недр по согласованию с органом, выдавшим лицензию, может уступить право пользования участком недр (полностью или частично) другому лицу, если это лицо готово выполнить условия, предусмотренные лицензией. Данная норма закона свидетельствует о добровольной передаче субъектом своих правомочий в отношении права пользования участком недр.

Согласно ст. 49 ГК РУз реорганизация юридического лица может быть проведена в форме слияния, присоединения, разделения, выделения, а также преобразования (изменение организационно-правовой структуры). Общеизвестно, что для каждой из этих форм характерен свой правовой режим, отличный от других. По нашему мнению, при присоединении юридического лица, являющегося пользователем недр к другому юридическому лицу; при слиянии двух юридических лиц, а также при преобразовании юридического лица в юридическое лицо другого вида, требуется переоформление лицензии. При разделении или при выделении из юридического лица пользователя участка недр другого юридического лица, по нашему мнению, не требуется переоформления лицензии на право пользования участком недр. Отсюда можно сделать вывод о том, что Закон РУз «О недрах» не предусматривает норм, регулирующих отношения по поводу юридических последствий при реорганизации или ликвидации юридического лица (горнодобывающего предприятия). А нормы, предусмотренные в Законе РУз «О лицензировании отдельных видов деятельности» не могут регулировать порядок лицензирования в сфере недропользования, по определению.

Вышесказанное свидетельствует, что действующий закон о недрах требует дополнений и уточнений в части регулирования пределов оборотоспособности участков недр и права пользования недрами. Исходя из этого, представляется целесообразным прямо указать в законе, что участки недр не могут быть предметом купли-продажи, дарения, наследования, залога или отчуждаться в иной форме и перечислить виды перехода прав на пользование участком недр с соответствующим переоформлением лицензий на право пользования участком недр. Что касается ресурсов недр, то до момента добычи они находятся в государственной собственности, то есть в собственности Республики Узбекистан и, соответственно, не могут быть в свободном обороте, после же добычи из недр становятся собственностью различных субъектов (государства, юридических лиц и т. д.), и в отношении этой части природных ресурсов собственники самостоятельно осуществляют правомочия владения, пользования и

распоряжения. Однако, специфика оборота ресурсов недр проявляется в том, что государство регулирует его через систему лицензирования, квотирования и налогообложения. Единственным исключением в данном случае является пояснение, когда владелец или пользователь земельного участка, может без разрешения соответствующего органа владеть и пользоваться, расположенными на его участке земли общераспространенными полезными ископаемыми для своих собственных нужд. Здесь, обязательным условием является то, что данные полезные ископаемые не должны быть на государственном балансе запасов полезных ископаемых (ст. 31 Закона РУз «О недрах»).

2. Недра и находящиеся в них полезные ископаемые предоставляются собственником – государством в пользование в порядке, регулируемом законодательством. При этом собственник должен учитывать природоохранные (экологические) требования и запреты, целевое назначение данных объектов, требования закона по рациональному их использованию, права и обязанности соседствующих пользователей и т. п. Это является, по нашему мнению, не ограничением права собственности, а установлением более точных границ его содержания, которое в любом случае не может быть беспредельным. Неслучайно, что данный метод осуществления права собственности нашел свое воплощение в основном законе – Конституции Республики Узбекистан (ст. 54): «использование имущества не должно причинять ущерб экологической среде, нарушать права и охраняемые законом интересы граждан, юридических лиц и государства». По данному поводу У. Арипджанов отмечает, что такие границы устанавливаются Основным Законом в качестве преград «злоупотреблению осуществлению права» [6]. Ш. Асыянов выделяет, что преобладает тенденция к увеличению числа ограничений права собственности, «расщепление» права собственности на частичные права, имеющие самостоятельное или почти самостоятельное существование [7]. Поскольку, недра и их ресурсы представляют особую экономическую ценность и имеют в определенной мере стратегически важное значение для всего общества, то ясно, что собственник (будь то государство или иные субъекты) в процессе реализации своих правомочий обязан соблюдать в какой-то мере общественный интерес: принимать меры к обеспечению рационального использования недр; проводить мероприятия по их комплексному изучению; осуществлять надлежащим образом охрану, учет и контроль.

В русле изложенных принципов строится система органов управления государственной собственностью – недрами, ресурсами недр, а также формируются полномочия соответствующих государственных органов. На сегодняшний день, по общему правилу, управление государственным имуществом возложено на Государственный комитет по управлению государственным имуществом (Госкомиму-

щество). Согласно законодательству, подведомственные Госкомимущества государственные учреждения владеют государственным имуществом на праве оперативного управления и вправе распоряжаться этим имуществом только с согласия данного комитета. Очевидно, определенное несоответствие этому общему правилу усматривается в законодательстве о недрах, согласно которому Госкомгеология является специально уполномоченным государственным органом управления государственным фондом недр, а распоряжается государственным фондом недр Кабинет Министров Республики Узбекистан. Эта несогласованность нормативных актов должна быть устранена путем внесения, видимо, в «Положение о Госкомимуществе РУз» дополнения о порядке управления государственным фондом недр, а также государственным фондом геологической информации о недрах.

Полномочия Кабинета Министров Республики Узбекистан и органов государственной власти на местах в сфере регулирования отношений недропользования, в том числе отношений собственности в сфере поиска, разведки и добычи полезных ископаемых, определены в ст. 8-9 Закона РУз «О недрах». Раскрывая компетенцию органов власти на местах, можно говорить, что состоит она в основном в участии решения вопросов, связанных с соблюдением социально-экономических и экологических интересов населения территории при предоставлении недр в пользование и отводе земельных участков. Отдельно следует отметить недостаточность правового регулирования порядка ведения государственного баланса запасов полезных ископаемых. Балансы запасов полезных ископаемых содержат сведения о количестве, качестве и степени изученности запасов каждого вида полезных ископаемых по месторождениям, имеющим промышленное значение, об их размещении, о степени промышленного освоения, добыче, потерях и об обеспеченности промышленности разведанными запасами полезных ископаемых на основе классификации запасов полезных ископаемых.

На наш взгляд, необходимо полномочия органов государственной власти в этой сфере отрегулировать на уровне закона. В этой связи вызывает вопрос Закон РУз «О недрах», определивший, что утверждение запасов полезных ископаемых и ведение государственного баланса запасов полезных ископаемых осуществляется в порядке, устанавливаемом Кабинетом Министров Республики Узбекистан. Данное примечание закона не претворено в правоприменительную практику даже соответствующим положением. Нормы законодательства о недрах, регулирующие отношения собственности по поводу таких специфических объектов, как геологическая информация о недрах, участки и ресурсы недр, должны корреспондировать нормам гражданского законодательства, регламентирующим объекты права и само право собственности. В частности, действующее законодательство относит уча-

стки недр к недвижимому имуществу. Логично, что сюда можно отнести и полезные ископаемые. Гражданский кодекс РУз устанавливает правило о государственной регистрации права собственности и других вещных прав на недвижимые объекты. В законодательстве о недрах нормы, корреспондирующей изложенным положениям ГК РУз, мы не находим.

В связи с отсутствием закона о геологической информации о недрах остается неясным режим использования геологической информации, полученной пользователями недр за счет самостоятельного финансирования. Также, возникает вопрос, какой именно орган имеет право налагать «вето» на разработку месторождения полезных ископаемых в случаях приостановления и досрочного прекращения права пользования недр. Неясно, либо данным органом является Кабинет Министров, который распоряжается государственным фондом недр, либо Госкомгеология, который ведает государственным фондом недр. Поэтому, целесообразнее всего, законодательно отписать решение данного вопроса на Госкомгеологию по предварительному согласованию с Кабинетом Министров РУз. Тем самым, можно говорить, что существует некий правовой пробел в сфере определения правомочий органов власти и управления по владению, пользованию и распоряжению недрами и их ресурсами: не ясно определены правомочия органов, ведающих вопросами недропользования; отсутствует четкое правовое регулирование отношений по поводу геологической информации о недрах и т. д., к тому же просматривается несогласованность норм гражданского законодательства и законодательства о недрах. В действующем законодательстве не определены правомочия специальных субъектов – горнопромышленных предприятий. Иными словами, было бы целесообразным на уровне закона урегулировать в полном объеме все этапы жизнедеятельности горного предприятия, включая: получение горного отвода; проектирование и строительство горного предприятия; эксплуатацию месторождений полезных ископаемых; оценку извлекаемости и истощенности запасов; ликвидацию предприятия (консервацию горных выработок, рекультивацию ландшафта); перепрофилирование и реструктуризацию горных производств. Также, отсутствуют нормы, касающиеся государственной экспертизы проектной документации и разработки месторождений, стандартизации проведения горных работ, координации деятельности различных недропользователей при разработке месторождения полезных ископаемых, ответственности недропользователей за нарушения технологических проектов разработки месторождений. Для сравнения приведем пример регулирования правомочий участников отношений собственности в сфере поиска, разведки и добычи минерального сырья в Бразилии. По горному законодательству данного государства федеральное правительство управляет минеральными ресурсами, про-

изводством и распределением, торговлей и использованием минеральных продуктов. Управление использованием минеральных резервов может осуществляться в рамках четырех различных систем:

1. концессия, основанная на разрешении федерального правительства;
2. разрешение и лицензирование, осуществляемые Министерством минеральных ресурсов и энергетики;
3. регистрация в местном учреждении территории, где находится залежь, в случае мелкомасштабной деятельности;
4. монополия, деятельностью которой федеральное правительство управляет путем издания специального закона.

Все граждане и юридические лица, которые заняты исследованием, разработкой, производством, распределением, потреблением или промышленной переработкой минеральных ресурсов обязаны разрешать представителям соответствующего департамента инспектировать свои установки, оборудование, работу, а также предоставлять информацию, содержащую: а) сведения об объеме производства и качественных характеристиках продукции; б) технические и экономические условия производимых работ; в) цены сбыта и продажи; г) данные об объеме и технических условиях потребления продукции (ст. 13 Кодекса законов о горном праве) [8].

Таким образом, раскрыв содержание права собственности в сфере поиска, разведки и добычи минерального сырья, можно констатировать, что необходимо определить пределы оборотоспособности участков недр и прав на них; устранить несогласованность содержания нормативных актов в сфере управления недрами и их ресурсами и правовой вакуум в сфере определения правомочий органов власти и управления по владению, пользованию и распоряжению недрами и их ресурсами, а также более широко раскрыть правомочия специальных субъектов - горнопромышленных предприятий по всем этапам их жизнедеятельности, включая получение права пользования недрами и заканчивая ликвидацией производства.

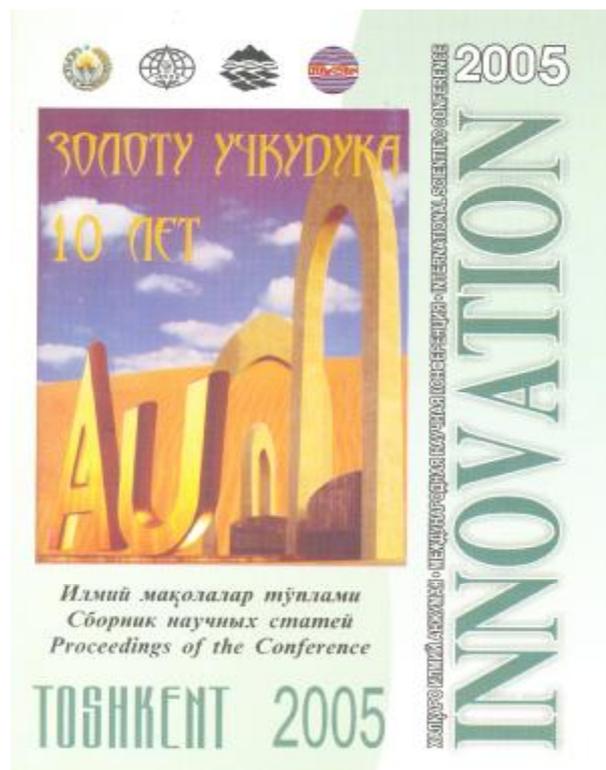
Список литературы:

1. Арипджанов У. *Гражданско-правовые проблемы определения права собственности как субъективного вещного права.* // Ж. *Хозяйство и право.* № 6. 2000. с. 85-92.
2. Суханов Е. А. *Закон о собственности - комментарий части первой Гражданского кодекса РФ* – М., 1993. с. 179.
3. Тунян А. Ж. *Категория права собственности в общей теории права.* – М., 1996. с. 15.
4. Суханов Е. А. *Лекции о праве собственности.* – М., 1991. с. 286.
5. Вылежанин А. Н., Самохвалов А. Ф. *Управление природными ресурсами России: к учету международно-правового и иностранного законодательного опыта* // *Государство и право.* - 2000. № 1. с. 64.
6. Арипджанов У. *Конституционные основы права собственности.* // Ж. *Хозяйство и право.* № 9. 1999. с. 75-80.
7. Асьянов Ш. *Право публичной собственности и вещные права.* // *Проблемы собственности. Сравнительное исследование: (Сборник докладов)* – Т.: «Адолат». 1995. с. 47-53.
8. *Mining and Petroleum Legislation in Latin America.* – Washington: Part – American Union. 1969 - P. 46.

НАУЧНЫЙ АСПЕКТ ИННОВАЦИОННЫХ РЕШЕНИЙ

Бибик И.П., заместитель главного инженера по НТ Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук

20-21 октября 2005 г. в Ташкентском государственном техническом университете имени Абу Райхана Беруни прошла десятая, юбилейная Международная научно-практическая конференция «Инновация – 2005», организованная Министерством Высшего и Среднего Специального образования Республики Узбекистан, Узбекским отделением Международной Академии наук Высшей школы, Навоийским горно-металлургическим комбинатом, Ассоциацией научно-промышленного, внешнеэкономического и делового сотрудничества «Узбекистан», Ташкентским Государственным Техническим Университетом, Центром Стратегических Инноваций и Информатизации, Национальным Университетом Узбекистана, Республиканским Центром «Узбекукувавтоматика».



В конференции приняли участие отечественные и зарубежные ученые и специалисты ВУЗов, проектных и научно-исследовательских институтов, горнодобывающих предприятий, фирм и компаний.

Конференцию открыли: Р.С. Касымов – заместитель Премьер-министра, министр высшего и среднего специального образования Республики Узбекистан, профессор и А.К. Борисов - заместитель Государственного Советника Президента Республики Узбекистан, профессор.

С приветственным словом к участникам конференции обратились: Ш.А. Шообидов - ректор Ташкентского государственного технического университета, доктор технических наук, профессор и А.А. Кадыров - председатель программного комитета Конференции, директор Центра Стратегических Инноваций и Информатизации, академик МАН ВШ, доктор технических наук, профессор.

С докладами на пленарных заседаниях выступили: А.А. Кадыров - директор Центра Стратегических Инноваций и Информатизации, академик МАН ВШ, доктор технических наук, профессор: «Проекту «Инновация» - X лет»; В.Е. Чуб - генеральный директор Центра гидрометеорологической службы при Кабинете Министров Республики Узбекистан, директор научно-исследовательского гидрометеорологического института, доктор географических наук, З.Н. Назиров - заместитель директора института, кандидат физико-математических наук: «Роль агролесного хозяйства в борьбе с опустыниванием в Республике Узбекистан»; Михаэль Хоффманн - руководитель отдела экономики и экономического сотрудничества Посольства Германии в Узбекистане: «Содействие развитию инноваций в Германии»; В.Н. Сытенков - главный инженер Центрального рудоуправления НГМК, академик Академии горных наук России, доктор технических наук, профессор: «Основные экономические предпосылки рационального использования недр»; С. Гончар - координатор МАШАВ: «МАШАВ и инновационные проекты в Узбекистане»; О.И. Драчёв - директор Автомеханического института Тольяттинского государственного университета, доктор технических наук, профессор: «Прогрессивная технология изготовления осесимметричных длинномерных деталей»; П.А. Шеметов - начальник рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК, кандидат технических наук: «Повышение эффективности использования георесурсного потенциала при разработке крутопадающих месторождений сложного строения»; Николов С.М. – заместитель генерального директора Западно-Уральского машиностроительного концерна: «Тенденции развития горного машиностроения России и пути сотрудничества с горно-добывающими предприятиями Узбекистана»; В.Ю. Шамин - директор Северного рудоуправления НГМК, У.А. Эргашев – главный технолог Северного рудоуправления НГМК, кандидат технических наук, Ю.М. Крюков - директор гидрометаллургического завода № 3 Северного рудоуправления НГМК: «Золото Учкудука»; И.П. Бибик - замести-

тель главного инженера Центрального рудоуправления НГМК по новым технологиям, кандидат технических наук: «Внедрение интегрированной системы менеджмента качества, экологии, промышленной безопасности и здоровья – залог высокого уровня производства»; А.А. Беляев - ведущий научный сотрудник Института горных ископаемых при министерстве топлива России, доктор технических наук, профессор; Р.П. Бабаходжаев - заведующий кафедрой ТГТУ, кандидат технических наук, доцент; М.В. Косенко, А.А. Каримов: «Интенсификация производства газа из угля»; Вильям Мари - руководитель проекта по информационным технологиям: «Подготовка инженеров по информатике во Франции»; А.Н. Белов - доцент Тольяттинского государственного университета; Н.С. Саломатин - доцент Тольяттинского государственного университета: «Виртуальный проводник по специальности 190201 (950900) «Автомобили и тракторостроение»; Этьен Форт, Амир А. Кадыров: «О программе первого года обучения магистров по информатике по специальности Искусственный Интеллект и Решение во Франции».

Доклады отличались содержательным и методическим подходом, в них нашло отражение, как современное состояние дел, так и новые, инновационные и оригинальные решения по рассматриваемым вопросам. Доклады слушались и воспринимались с интересом, так как сопровождалась показом слайдов на широкоформатном экране в автоматическом

режиме и с использованием анимации.

На восьми секционных заседаниях рассмотрены проблемы молодежи и образования; инновационные процессы в отраслях экономики; инновационные технологии и методы для решения проблем рационального использования природных, минерально-сырьевых и топливно-энергетических ресурсов; горное дело и металлургия; автоматические и автоматизированные системы управления; математика и математическое моделирование; информационные технологии; вода-пустыня-экология.

При заслушивании отчетов председателей секций и принятии решения конференции была отмечена большая значимость проведения данного форума, высказаны пожелания по внедрению в народное хозяйство Республики Узбекистан предложенных инновационных идей и решений, выражена благодарность за личную инициативность в проведении конференций «Инновация» и за прекрасную их организацию председателю Программного комитета конференции Кадырову А.А.

Международная научно-практическая конференция «Инновация – 2005» в очередной раз способствовала международному сотрудничеству в области инновационных решений и стала хорошей школой для молодых ученых и производственников.

Впереди новые встречи на конференции «Инновация – 2006»!

УДК 06.053:061.3

© Базарова С..Ж. 2005 г.

РЕАЛЬНЫЕ СВЯЗИ НАУКИ И ПРОИЗВОДСТВА

Базарова С.Ж., начальник учебной части НГГИ, канд. физ.-мат. наук

Перспективы дальнейшего развития экономики нашей независимой Республики Узбекистан требуют связи науки, производства и образования в реализации программ подготовки и воспитания кадрового потенциала. При нынешних экономических условиях подготовка высококвалифицированных кадров неразрывно сопряжена с активным ведением научно-исследовательских работ. В связи с этим настоящее и будущее Навоийского государственного горного института тесно связано с разработкой новых передовых технологий добычи и переработки полезных ископаемых и внедрением их в практику с учетом конкретных геологических и климатических условий нашей страны. В институте решается целый ряд научно-технических задач, вытекающих из реальных потребностей горно-металлургического комплекса Узбекистана. С целью достижения реальной интеграции науки и образования в производство проводится анализ тру-

доиспользования выпускников института для определения их востребованности предприятиями и организациями как в НГМК, так и по Республике Узбекистан в целом. 12 октября 2005 года согласован и утвержден руководством НГМК перечень мероприятий по реализации «Программы об организации и стимулированию рационального трудоустройства выпускников высших образовательных учреждений, обучающихся за счет государственных грантов, в соответствии с полученной ими специальностью и потребностями отраслевой экономики и социальной сферы».

Для повышения качества подготовки специалистов при финансовой поддержке НГМК в учебный процесс привлекаются для чтения лекций ученые из ведущих вузов Республики Узбекистан и России. С целью привлечения студентов и магистрантов к научно-педагогической деятельности с руководством НГМК утвержден план мероприятий по соз-

данию филиала кафедры «Металлургия» на ГМЗ-1 и филиала химической лаборатории в ЦНИЛе.

В целях повышения уровня успеваемости и профессиональной подготовленности студентов, развития и поощрения их творческой активности, содействия формированию гармонично-развитой, духовно богатой личности, а также воспитания в духе преемственности поколений и традиций в НГМК утверждено положение «О порядке назначения именной стипендии А.А. Петрова студентам высших учебных заведений, обучающихся по договору с НГМК».

Все эти действия направлены на то, чтобы каждый выпускник института нашел свое достойное место в жизни, стал творческой, ясно мыслящей и коммуникабельной личностью, способной легко и быстро осваивать новые методы и технологии, эффективно использовать их в своей деятельности.

Деятельность института тесно связана со вступлением Узбекистана на путь реализации экономических реформ, среди основных задач которого особо выделяется образование и культура, ибо мы хорошо знаем, какое место занимают в жизни каждого человека духовные и культурные ценности.

С каждым годом расширяется диапазон общественных и экономических связей НГТИ. Осуществляется широкая кооперация с крупными зарубеж-

Привет участникам IV международной конференции, посвященной 10-летию Навоийского государственного горного института.
Навоий давлат қончилиқ институти 10 йиллигига бағишланган IV халқаро конференция қатнашчиларига алаһамлик салом



ными учебными заведениями, ведущими горными и горно-металлургическими ВУЗами и научными центрами Германии, России, Украины, Казахстана. Институт по заключенным договорам сотрудничает с ведущими горно-металлургическими ВУЗами: Московским государственным горным университетом, Московским институтом стали и сплавов, Московским государственным геологоразведочным университетом, Томским государственным политехническим университетом, Уральским государственным горным университетом, Уральским государственным техническим университетом, Украинским Национальным горным университетом.

В 2005-2006 учебном году при финансовой поддержке НГМК для обучения в магистратуре в ВУЗах СНГ (УГГУ, МИСиС, МГТУ) направлено 15 выпускников института для привлечения их в дальнейшем к научно-педагогической работе. На сегодняшний день в ВУЗах РФ обучаются 7 аспирантов.

В расширение географических связей института значительный вклад вносит проводимая совместно с НГМК ежегодная научно-техническая конференция с международным участием «ISTIQLOL», где участвуют не только ученые СНГ, но и представители иностранных фирм, аккредитованных в Узбекистане.

23-25 сентября 2005 г. по результатам научно-исследовательских работ, выполняемых в институте, проведена IV-Международная конференция, посвященная 10-летию НГТИ по теме «Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр». В ней участвовали ведущие ученые Республики Узбекистан, зарубежных стран Германии, Израиля и России. В организации конференции приняли участие ведущие ученые и специалисты: Кучерский Н.И. – генеральный директор НГМК, докт. техн. наук; Балыхин Г.А. – руководитель Федерального агентства по образованию РФ, докт. экон. наук, профессор; Воробьев А.Е. –



заведующий кафедрой горного и нефтяного дела Российского университета дружбы народов, докт. техн. наук, профессор; Пучков Л.А. – ректор МГГУ, докт. техн. наук, профессор, чл.-корр. РАН; Карабасов Ю.С. – ректор Московского института стали и сплавов, докт. техн. наук, профессор; Агзамов Ш.К. – ректор НГГИ, канд. техн. наук; Толстов Е.А. – главный инженер НГМК, докт. техн. наук. В организационный комитет вошли Гладуш А.Д. – проректор Российского Университета дружбы народов, канд. техн. наук, профессор; Курский А.Н. – депутат Государственной думы РФ, канд. техн. наук; Мальгин О.Н. – зам. главного инженера НГМК, докт. техн. наук; Рахимов В.Р. – академик АН РУз., докт. техн. наук, проф.; Норов Ю.Д. – проректор НГГИ докт. техн. наук; Сытенков В.Н. – главный инженер Центрального рудоуправления НГМК, докт. техн. наук, профессор и др.

21 сентября в ДК «Фархад» прошла торжественная часть конференции. На рассмотрение пленар-

ных, выездных и секционных заседаний было вынесено более 150 докладов и сообщений. Сама за себя говорит тематика работы девяти секций: «Ресурсовоспроизводящие технологии освоения недр и формирования техногенных месторождений»; «Природоохранные технологии освоения месторождений полезных ископаемых»; «Комплексное использование недр минерального сырья»; «Геоэкологические проблемы недропользования»; «Захоронение и преобразование жидких отходов в литосфере»; «Ресурсосберегающие методы аналитического контроля»; «Ресурсосберегающие технологии обработки материалов»; «Современная экономика недропользования»; «Ресурсосберегающие методы точных и гуманитарных наук».

В рамках конференции был проведен видеомост между НГГИ и УГГУ. Запомнилось участникам конференции и «практическое занятие» - поездка в Зарафшан с посещением ГМЗ-2 и рудника Мурунтау.

ЗАЩИТА ДИССЕРТАЦИЙ

27.05.2005 г. на заседании Специализированного совета Навоийского Государственного горного института состоялась защита диссертационных работ начальника геомеханического бюро рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК Федянина А.С. на тему: «Обоснование рациональных параметров бортов глубокого карьера на основе геофизических методов исследований» и старшего преподавателя кафедры «Естественные и общетехнические дисциплины» Зарафшанского ОТФ НГГИ Наимовой Р.Ш. на тему: «Разработка технологии формирования высоких одноярусных отвалов при переменной несущей способности основания», по которым 24 ноября 2005 года Постановлением Президиума Высшей Аттестационной комиссии им присвоена ученая степень кандидата технических наук.



В диссертационной работе Федянина А.С. дано решение актуальной научно-технической задачи по созданию комплексного метода обоснования рациональных параметров бортов глубоких карьеров, рассматриваемых в системе геомеханических расчетов как совокупность геологических и технологических

структурных элементов, на основании установленных зависимостей между механическими свойствами горных пород месторождения

и их физическими характеристиками, определяемыми геофизическими методами в процессе разработки сложноструктурного месторождения. Проведенные исследования позволили повысить эффективность технологии разработки глубокого карьера Мурунтау за счет сокращения объемов вскрышных работ, увеличения результирующих углов откосов и повышения долговременной устойчивости бортов карьера.

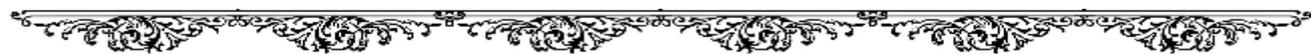
В диссертационной работе Наимовой Р.Ш. дано решение актуальной научно-технической задачи по созданию технологии формирования высоких одноярусных отвалов при переменной несущей способности основания, увеличивающего вместимость отвала и обеспечивающего повышение уровня безопасности работающего оборудования. Выполненные соискателем научные исследования внедрены в практику работы карьера Мурунтау при формировании высоких одноярусных отвалов с использованием автомобильного и конвейерного транспорта.



Руководство НГМК, профессорско-преподавательский состав и Ученый Совет НГГИ, коллеги по работе сердечно поздравляют Федянина Алексея Сергеевича и Наимову Рабно Шукуровна с присвоением им ученой степени кандидата технических наук!

УКАЗАТЕЛЬ СТАТЕЙ
опубликованных в журнале «Горный вестник Узбекистана» в 2005 году

АВТОРЫ И НАЗВАНИЕ СТАТЕЙ	№	стр.
<u>SHAHAR YUBILEYI / ЮБИЛЕЙ ГОРОДА</u>		
<i>Зарафшанцы устремлены в будущее</i>	1	3
<u>USHQUDUQ OLTINIGA 10 YIL - /10 ЛЕТ ЗОЛОТУ УЧКУДУКА</u>		
<i>Шамин В.Ю.</i> 10 лет золоту Учкудука	2	3
<i>Крюков Ю.М.</i> «Золотой» марафон ГМЗ-3	2	6
<u>GEOLOGIYA VA GEOFIZIKA / ГЕОЛОГИЯ И ГЕОФИЗИКА</u>		
<i>Бадалов С.Т.</i> Геолого-геохимические особенности образования концентраций рудообразующих и редких элементов в породах черносланцевой формации	1	4
<i>Турамуратов И.Б., Лузановский А.Г., Парамонов Ю.И.</i> Лантаноиды и платиноиды в золото-редкометалльных рудах углеродисто-терригенных отложений Нуратау-Кызылкумского региона	1	8
<i>Ахмедов Н.А. Парамонов Ю.И.</i> О металлах платиновой группы в золоторудных и золотосереброрудных месторождениях Узбекистана	2	8
<i>Клименко А.И., Гай А.Ф.</i> Геолого-геофизическая методика детального изучения литологии и физико-механических свойств осадочных отложений Ангренского месторождения	2	13
<i>Турамуратов И.Б., Цой В.Д., Пирназаров М.М., Королева И.В.</i> Природные типы руд золоторудных месторождений Кокпатацкого рудного района	2	17
<u>GEOTEKNOLOGIYA / GEOTEKNOLOGIYA</u>		
<i>Дабижа С.И., Оруджов У.С., Ризаев Х.А., Лобанов В.С., Кисиленко А.С.</i> Основные направления развития Систем разработки на месторождении Кочбулак Ангренского рудоуправления ОАО «Алмалыкский ГМК»	1	11
<i>Клименко А.И., Кяро В.А., Красников С.Я.</i> Бессточная крепь горной выработки	1	14
<i>Раимжанов Б.Р., Якубов С.И., Мухиддинов Д.Н.</i> Технология подземного сжигания для мощных пластов бурого угля Ангренского месторождения	1	15
<i>Сытенков В.Н., Дребенштетт К., Равшанов Д.М.</i> Использование принципа цикличности производства для решения проблем горно-перерабатывающего комплекса	1	17
<i>Норов Ю.Д., Насиров У.Ф., Заиров Ш.Ш., Усаров И.</i> Методика уплотнения оплывающих песчаных грунтов взрывами камуфлетных скважинных зарядов взрывчатых веществ	1	21
<i>Силкин А.А., Шеметов П.А., Библик И.П., Катанов И.Б.</i> Использование многокомпонентных низкоплотных смесей для забойки скважин	1	23
<i>Насиров У.Ф., Норов Ю.Д., Муродова С.Д., Усаров И., Хайдарова З.Р.</i> Изменения зоны уплотнения массива действием траншейных зарядов выброса от степени плотности грунта и удельного расхода ВВ	1	25
<i>Назаров З.С., Норов Ю.Д., Тураев А.С., Тухташев Б.Т., Урунов И.О., Бичурин В.Б.</i> Определение размеров зоны ослабления массива в зависимости от конструкции скважинных зарядов ВВ	1	27
<i>Голиценко Г.Н.</i> Хлор в добываемой руде и готовой продукции Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов	1	30
<i>Тураев А.С., Раимжанов Б.Р., Урунов И.О., Тошов О.Э.</i> Ослабление прочности пород при их насыщении различными типами ПАВ	1	36
<i>Тураев А.С., Насриддинов И.Б., Низамов Н.Н., Осмонов С.А., Тошов О.Э.</i> Изменение основных характеристик различных типов ПАВ от их концентрации	1	39
<i>Низамов Н.Н., Насиров У.Ф., Алиев Н.А., Осмонов С.А., Хамраев Ш.</i> Изменение размеров зоны уплотнения массива в оплывающих песчаных грунтах физико-химическими воздействиями с использованием различных типов ПАВ	1	41
<i>Наимова Р.Ш.</i> Методика прогнозирования параметров деформаций высоких одноярусных отвалов с выпуклым фронтом перемещения работ	1	42
<i>Махмудов А.М., Тошов Ж.Б., Абдуазизов Н.А.</i> Механизм разрушения горных пород инструментом вращательно-дробящего типа	1	45
<i>Ахмедова Н.М.</i> Самоуплотнение насыпных пород	1	46
<i>Петухов О.Ф.</i> Новые горизонты рения	1	48
<i>Толстов Е.А., Куканова С.И., Зайнитдинова Л.И., Лильбок Л.А., Колпакова Е.В., Хужакулов А.П.</i> Микробиологическое выщелачивание урана: лабораторные эксперименты	2	22
<i>Толстов Е.А., Куканова С.И., Эргашев У.А., Митраков О.Е.</i> Лабораторные исследования по биоокислению сульфидных руд месторождения «Кокпатас» перколяционным способом	2	25
<i>Оруджов У.С., Абдуразаков А.А., Лобанов В.С., Киселенко А.С., Мухиддинов А.Т.</i> Опыт и направления дальнейшего развития применения рациональных и экономичных конструкций крепи горных выработок	2	27
<i>Хурсанов Х.П., Русских С.Н., Цой А.Л.</i> К вопросу о путях совершенствования технологии бурения и конструкции скважин подземных газогенераторов ОАО «Еростигаз»	2	31
<i>Раимжанов Б.Р., Назаров З.С., Тухташев А.Б.</i> Экспериментальное определение скорости детонации скважинных зарядов ВВ в промышленных условиях	2	33
<i>Рубцов С.К., Мальгин О.Н., Библик И.П.</i> К вопросу оценки относительной работоспособности эмульсионных взрывчатых составов	2	36
<i>Рубцов С.К., Зубович П.Т., Шеметов П.А.</i> Методология расчета и рекомендации по параметрам безопасного предохранительного целика между дном карьера и подземными выработками шахты	2	40
<i>Шамин В.Ю., Куканова С.И., Крюков Ю.М., Кормин А.В.</i> Чановое биоокисление золото-сульфидно-мышьякового флотоконцентрата ассоциацией тионовых бактерий в непрерывном режиме	2	45
<i>Зинько Н.А., Филь В.И., Лашко В.Т.</i> Технологические схемы отсыпки внутреннего отвала в подготовленной зоне карьеров месторождения «Кокпатас»	2	50
<i>Зинько Н.А., Пронин Н.И., Еремин А.М.</i> Использование косвенных разделительных признаков при рентгено-радиометрической сортировке золотосодержащих руд месторождения «Кокпатас»	2	51
<i>Шеметов П.А.</i> К вопросу о повышении эффективности использования геоэкономического потенциала месторождений сложного строения на современном этапе развития открытых горных работ	2	54
<i>Денисов Э.Е.</i> Реализация технических возможностей бурового оборудования на месторождении «Даугызтау»	2	60



Рубцов С.К., Ершов В.П., Сидоров Е.Ю. Сравнительный анализ применения неэлектрических систем инициирования на горнодобывающих предприятиях.....	2	61
Лашко В.Т., Грищенко Г.Г., Кабиров А.Р. Схемы развития транспортных коммуникаций при отработке нижних рабочих зон карьера Мурунтау в границах IV очереди.....	2	66
Лашко В.Т., Грищенко Г.Г., Кабиров А.Р. Технологические схемы отгрузки горной массы с буферного склада у дробильного перегрузочного пункта.....	2	68
Меликулов А.Д., Бызеев А.В., Мухитдинов Ш.Р., Степанян А.Г. Выбор крепления горных выработок для месторождения «Кайрагач».....	2	71
Некрасов И.Я., Бызеев А.В., Мухитдинов Ш.Р., Кудряшова Л.Н. Осушение прибортового массива разреза «Ангренский».....	2	73
Сытенков В.Н., Бурксер А.А. Обзорный анализ схем разработки месторождений подземным способом в Чили.....	3	30
Раимжанов Б.Р., Якубов С.И. Использование отработавших подземных газогенераторов в качестве теплогенераторов.....	3	33
Норов Ю.Д., Уринов Ш.Р. Определение размеров выемок в зависимости от высоты трапецевидной формы грунтовой обваловки и удельного расхода траншейных зарядов выброса.....	3	34
Норов Ю.Д., Уринов Ш.Р. Определение размеров выемок в зависимости от ширины трапецевидной формы грунтовой обваловки и удельного расхода траншейных зарядов выброса.....	3	37
Шеметов П.А. Основные технологические решения по расширению георесурсного потенциала при освоении месторождения Мурунтау.....	3	39
Рубцов С.К., Ершов В.П., Бибиб И.П. Определение безопасной величины «недобура», обеспечивающего сохранность фосфопластов от взрывного воздействия.....	3	50
Инамов У.Р., Эшмурадов З.С. Структурообразование и классификация процесса системы «буровая скважина – буровое оборудование – оператор».....	3	51
Куканова С.И., Зайнитдинова Л.И., Борминский С.И., Айропетова Ж.С., Лильбок Л.А., Саттаров Г.С. Биовыщелачивание магнитной фракции золотосодержащих руд в отливно-доливном режиме.....	3	55
Широва С.А., Васина С.М., Абрамова В.В., Хожиева А.Х. Исследование физико-химических свойств отходов промышленности и местного сырья.....	3	59
Назаров З.С., Тухташев А.Б., Назарова С.Э. Выбор оптимального состава тормозяще-активной забойки из ВВ простейшего состава.....	3	62
Бызеев В.К., Мухитдинов Ш.Р. Перспективы развития горных работ при отработке вскрышных пород на разрезе Ангренский.....	3	64
Клименко А.И., Кяро В.А., Чернышов А.А., Рожков С.В. Энергоэффективность угольной отрасли Узбекистана.....	4	24
Сытенков В.Н., Филиппов С.А., Куролов А.А. О стратегии открытой отработки месторождений на основе формирования технологических модулей.....	4	29
Норов Ю.Д., Уринов Ш.Р. Разработка эффективных параметров грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса физическим моделированием.....	4	34
Шеметов П.А. Влияние экономических факторов на использование георесурсного потенциала месторождений.....	4	38
Рубцов С.К., Иоффе А.М., Шеметов П.А. Перспективы применения внутреннего отвалообразования на карьерах Навоийского ГМК.....	4	41
Уринов Ш.Р., Норов Ю.Д. Разработка методики инженерного расчета эффективных параметров грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса.....	4	46
Аскарлов М.А., Хамидов Л.А., Ахтамов Ф.Э., Рахимов С.Н. Основные методы и проблемы переработки фосфоритовых руд.....	4	49
Хакимов Ш.И. Выбор и обоснование рациональных параметров бестранспортной системы открытой разработки маломощных многопластовых месторождений сложного залегания.....	4	52

GEOLOGIYA VA GEODINAMIKA / ГЕОЛОГИЯ И ГЕОДИНАМИКА

Рахимов В.Р., Базарбаев Э.Р., Тургунов Ш. Роль альпийской фазы тектогенеза в формировании современной структуры Ангренской впадины.....	3	5
Бадалов С.Т. Технологико-геохимические особенности главнейших рудных минералов Алмалыка.....	3	9
Смирнова С.К., Козлов В.В., Мансуров М.М., Шамаев О.Т., Михайлова Ю.В., Лузановский А.Г. Платиноносность месторождений благородных металлов Узбекистана.....	3	13
Бородин Ю.В., Хамидуллаев Н.Ф. Перспективы Марджанбулакского рудного поля.....	3	26

GEOLOGIYA VA GIDROGEOLOGIYA / ГЕОЛОГИЯ И ГИДРОГЕОЛОГИЯ

Талипов Р.М., Шукуров Н.Э. Использование биогеохимического метода при поисках рудных месторождений в Центральных Кызылкумах.....	4	3
Бадалов С.Т. Геохимические особенности поведения золота в разнообразных рудообразующих системах.....	4	8
Ахмедов Н.А., Бородин Ю.В., Хамидуллаев Н.Ф. Возможные геолого-генетические типы месторождений алмазов Узбекистана (обзор).....	4	16
Исаматов Ю.П., Шакарлов Б.Ш., Горнов В.А. О формировании техногенного режима подземных вод при разработке месторождения Кальмакыр.....	4	22

GEOMEХАНИКА / ГЕОМЕХАНИКА

Силкин А.А., Жиянов Ю.А., Кольцов В.Н. Определение прочностных свойств пород при расчете устойчивых бортов глубоких карьеров и откосов уступов.....	1	50
Силкин А.А., Кольцов В.Н., Пак В.Н. GPS-система для проведения специальных маркшейдерских наблюдений за устойчивостью бортов карьера Мурунтау.....	1	55
Силкин А.А., Сытенков В.Н., Шеметов П.А. Рационализация конструктивных параметров бортов глубоких карьеров.....	3	68
Жиянов Ю.А., Кольцов В.Н., Кудинов А.А. Расчетный способ установления положения поверхности сдвига на участках деформирования откосов уступов.....	3	74
Турсебеков А.Х., Рахимов В.Р., Мингбаев Д.И. Кристаллизационное давление – новый аспект оценки устойчивости бортов карьера.....	3	79
Норов Ю.Д., Шамансуров И.И., Тошов Ж.Б. О критерии сопротивляемости горных пород и стойкости породоразрушающего инструмента применительно к золоторудным месторождениям Западного Узбекистана.....	4	57
Жиянов Ю.А., Кудинов А.А., Кольцов В.Н. К расчету устойчивости бортов карьера Мурунтау с крутыми откосами на рабочих уступов.....	4	60

Назарова С.И., Таджиев Ш.Т. Маркшейдерский контроль за ведением горных работ на деформирующихся бортах карьеров.....	4	63
---	---	----

FOYDALI QAZILMALARNI BOYITISH VA METALLURGIYA / ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ

Шамин В.Ю., Бендик Д.А., Никитанов В.В., Файдель В.В. Совершенствование рудоподготовки в цикле измельчения и классификации на ГМЗ-3.....	2	76
Гуро В.П., Штырлов П.Ю., Ибрагимова М.А., Атакузиев А.А. Разработка ингибитора дендритообразования для катодного рафинирования меди.....	2	79
Эргашев У.А., Кривошеев Г.С. Исследование по гравитационному извлечению золотосодержащих сульфидов из смешанных руд месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау».....	2	82
Черкасов В.Ю., Гуцев И.Н., Клиневски З.Я. Оптимизация управления процессом измельчения и классификации в условиях ГМЗ-2.....	2	85
Черкасов В.Ю., Базаров У.М. Оптимизация параметров процесса сорбционного выщелачивания в условиях ГМЗ-2.....	2	91
Аскарков М.А., Донияров Н.А., Нуркулова Е.А. Флотация фосфоритовых руд.....	3	87
Агапов Д.А. Интенсификация процессов дезинтеграции в мельницах мокрого рудного измельчения.....	3	90
Ахмедов Х., Солижанова Г., Аминжанова С. Разработка технологии обогащения золотосодержащей руды месторождения Кызылалма.....	4	65
Абдурахмонов С.А., Холикулов Д.Б., Пиримов А., Нормуротов Р.И., Назаров В.Ф. Статистическая обработка показателей ионной флотации металлов из сернокислых растворов.....	4	67
Беглов Б.М., Шарафутдинов У.З., Хушваков О.Б., Абдурахманов Э. Изучение механизма сорбции золота и серебра на активированных углях.....	4	69
Атаханов А.С., Хасанов А.С., Мусаев А.М., Абдукадыров А.А. Теоретический анализ термогравитации и результаты минералогических исследований продуктов обеднения.....	4	73
Аскарков М.А., Нуркулова Е.А. Возможность применения реагента «НИОГРИН-3» в промышленных условиях.....	4	77

ГЕОТЕХНИКА / GEOTECHNIKA

Сейтбаев Ш.А. Опыт применения экскаваторов различных модификаций в условиях карьера Мурунтау.....	3	83
Аскорходжаев Т.И., Аблаев И.Ш. Оценка предельного состояния гусениц бульдозеров D10R, работающих в карьере Мурунтау.....	4	80
Давранбеков У.Ю., Махмудов А.М., Махмудов Ш.А., Турсунов Ш. Развитие базы технического обслуживания и ремонта горного оборудования карьера Мурунтау.....	4	81
Кушимов Ф.К. Метрические исследования пространственного двухкривошипного механизма с изменяющимися длинами шатунов.....	4	85
Курбонов А.А., Муродов Ф.Д. Вынужденные колебания деталей машин и пути их гашения.....	4	87

ILMIY-LABORATORIYA IZLANISHLARI / НАУЧНО-ЛАБОРАТОРНЫЕ ИЗЫСКАНИЯ

Ахмеджанов Ф.Р., Алиев Н., Урунов И.О. Ультразвуковые исследования ослабления прочности горных пород под воздействием различных ПАВ.....	1	59
Якубов А.С., Якубов С.И. Каттик ёкилғини ер остида ёкишидаги тутун махсулотларидан иссиқликни кайтариш учун иссиқлик алмаширғининг тажрибавий конструкцияси.....	1	61
Худайбердиев О.Ж. Об интервальном моделировании и решении логико-динамических систем.....	1	63
Сафаров И.И., Таурова Д.Х., Балхыбаева З.А. Распространение упругих волн в изотропном цилиндре.....	1	65
Пиримов А.П. Исследования диффузионного горения трехмерных турбулентных струй реагирующих газовых смесей.....	1	66
Нуритдинов И.Н., Машарипов К.Ю., Абдиязов П.З., Дониев М.О. Радиационное дефектообразование щелочно-боросиликатных стекол.....	1	69
Нуритдинов И.Н., Машарипов К.Ю., Дониев М.О. Влияние центров окраски на фотолюминесценцию немостикового атома кислорода в кварцевом стекле.....	1	72
Музафаров А.М., Саттаров Г.С., Думбрава А.А., Петухов О.Ф., Ослоповский С.А. Исследование изотопного состава урана альфа-спектрометрическим методом.....	2	94
Кустова Л.А., Пеклин В.П. Разработка нового количественного метода определения серебра в твердых золотосодержащих пробах.....	2	98
Атакузиев У.А., Атакузиев Т.А. Разупрочнение остаточной прочности кремнеземистых композиций на связке из жидкого стекла.....	2	100
Бабаяев З.К. Анализ минерало-геохимического состава кварцевых песков Янгиарыкского месторождения.....	2	104
Ляпин С.Б., Штырлов П.Ю., Хайтмитов А.А., Гуро В.П., Атакузиев А.А. Получение аммония рениевокислого из отходов сплава Fe-Ni-Re.....	2	105
Камалов З.К. К вопросу обогащения сырья.....	2	106
Кувандиков О.К., Шакарков Х.О., Шодиев З.М., Убайдуллаева С.Ш. Изучение парамагнитных свойств пирита, арсенопирита и халькопирита при высоких температурах.....	3	92
Бахадирханов М.К., Камалов И.Р. Новый метод изготовления Au-n-InP диодов шоттки с переходным слоем.....	3	94
Абдурахманов Э.А., Сахибов Ш.Д., Дружинин Ю.А. Селективный термокаталитический анализатор для мониторинга метана в рудничной атмосфере.....	3	97
Хожиева А., Норкулов У.М. Катализатор для глубокого окисления метана.....	3	99
Рузиев Э.А. Разработка методов для экоаналитического мониторинга фторидов и сульфидов.....	3	100
Тошбоев Т.У. О термостабильности комплексов серы с переходными металлами в кремнии.....	3	101
Мурадов Ш.М. Определение силы сопротивления при обработке почвы.....	3	103
Мурадов Ш.М. Методика и результаты исследования технологического процесса работы почвоуглубительного вырезного корпуса.....	3	104
Носирова Ш.Н., Сафаров И.И., Каюмов С.С. Распространение поперечных волн в бесконечно длинном цилиндрическом слое, находящемся в упругой среде.....	3	105
Курбонов А.А., Мирзаяев А., Каримов С., Тураев А.С. О тепловом балансе печи для плавления базальтового камня.....	4	89
Жумаев З.Ш., Жумаев Ж., Кулдошев Х.М. Численное исследование влияния исходного значения концентрации топлива на параметры факела при диффузионном горении.....	4	91
Тошбоев Т.У. Способ получения термостойкого кремния.....	4	93
Жумаев З.Ш., Ёдгоров О.О., Джураева Н.М. К численному расчету трехмерных турбулентных струй реагирующих газов в поле силы тяжести при диффузионном горении.....	4	96
Мурадов Ш.М. Проблемы основной обработки почвы.....	4	99

ELEKTR TA'MINOTI VA MEХАНИКА / ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ И МЕХАНИКА

<i>Шакиров Р.М.</i> Высоковольтное и низковольтное оборудование, электромонтажные изделия и устройства узбекско-российского совместного предприятия «NVA».....	1	75
<i>Курбонов А.А., Мухаммедов Ш.</i> Свободные колебания деталей машин и машинной системы	1	76
<i>Мирзаев М.Ш., Муродова Д.Д.</i> Определение твердости обработанной поверхности.....	1	78

ELEKTR TA'MINOTI / ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ

<i>Ансимов А.А., Крюкова С.С.</i> Новые направления энергосбережения.....	2	108
---	---	-----

EKOLOGIYA VA TEXNIKA HAVFSIZLIGI / ЭКОЛОГИЯ И ТЕХНИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ

<i>Серикбаев Б.А., Дружинин Ю.А., Кочетов А.В., Абдурахманов Э.А., Гайсин А.М., Абдурахманов Б.М., Сахибов Ш.Д.</i> Обеспечение селективности термокаталитических миниатюрных газоанализаторов рудников и шахт	1	79
<i>Петухов О.Ф.</i> Состояние и направления развития электросорбционной технологии очистки почв и подземных вод.....	1	83
<i>Петухов О.Ф.</i> Формы нахождения токсичных элементов в технологических растворах подземного выщелачивания	1	88
<i>Салимов Х.В., Рахимов Н., Темиров Б.Р., Бакоев Х.Ю.</i> Место Навоийского вилоята в глобальных экологических проблемах	1	89
<i>Шарипова Д.И., Назарова С.Э.</i> О профессиональных заболеваниях, вызываемых воздействием нагревающего микроклимата в металлургической промышленности	1	91
<i>Можина Г.А.</i> Первостепенная задача – сохранение природы Кызылкумов.....	2	109
<i>Файзуллаев О., Файзуллаев О.О.</i> Определение ионов тяжелых металлов в объектах окружающей среды	3	109
<i>Оруджов У.С., Кадыров Ф.Х., Абдуллаев З.А., Лобанова В.С., Киселенко А.С.</i> К вопросам проветривания рудников, применяющих самоходное оборудование.....	4	100

INSON VA TABIAT / ЧЕЛОВЕК И ПРИРОДА

<i>Бадалов С.Т.</i> Биогеохимическая роль и значение химических элементов и их нестабильных изотопов в организме человека	1	93
---	---	----

IQTISOD VA QONUNCHILIK / ЭКОНОМИКА И ЗАКОНОДАТЕЛЬСТВО

<i>Аскарлов Б.А., Газиев У.А., Оруджов У.С.</i> Экономическая эффективность применения отходов промышленности в закладочных смесях	1	98
<i>Темирова М.Т., Бахрамова Д.А.</i> Некоторые предложения по улучшению экономического состояния химической промышленности Навоийской области.....	1	99
<i>Азимов Б.Ф., Рустамова М.В., Холикова Д.М.</i> Инструменты и задачи монетарной политики в макроэкономике.....	1	102
<i>Темирова М.Т.</i> Чет эл капиталини жалб этиш зарурати нимада?	1	103
<i>Ишбўтаева Ў.М., Низомова М.С.</i> Ташки иқтисодий фаолият ва иқтисодий кўрсаткичлар таҳлили.....	1	104
<i>Раупов Х.Р., Джураева Д.Д., Хаитова М.Р.</i> Анализ системы нормативных актов как источников горного права	1	106
<i>Дахранбеков А.У.</i> Право собственности на имущество недропользователя.....	1	107
<i>Друбецкий Я.Н.</i> Производственные инвестиции и риск инвестиционных проектов.....	2	110
<i>Турдиев М.Т., Атауллаев А.О., Атауллаев Н.О.</i> Саноат корхоналарида электр энергияни тежашнинг иккинчи босқич тадбирлари	2	113
<i>Дахранбеков А.У.</i> О реализации геологической информации о недрах, полученной за счет государственного финансирования.....	2	115
<i>Рустамова И.Б., Тухтаева С.Г., Пиримов М.А.</i> Инвестиции как основной рычаг развития экономики.....	4	108
<i>Дахранбеков А.У.</i> Содержание права собственности в сфере поиска, разведки и добычи минерального сырья.....	4	109

MENEJMENT VA QONUNCHILIK / МЕНЕДЖМЕНТ И ЗАКОНОДАТЕЛЬСТВО

<i>Дусметов Р.К., Закирова Л.С., Якубова М.К.</i> Человеческие ресурсы – как составляющая часть ресурсов предприятия	3	111
<i>Дахранбеков А.У.</i> Институт права собственности в недропользовании в мировой практике	3	113

FAN VA TA'LIM / НАУКА И ОБРАЗОВАНИЕ

<i>Шомуратов А.У., Курбонов А.А., Никкель Е.В.</i> Новый практическо-графический способ решения метрических и позиционных задач.....	3	107
<i>Перегудова Г.П.</i> Иллюстрация прикладной роли законов метаматематики и физики на примерах решения задач горного производства	4	103
<i>Мухаммеджанова Л.П., Аяпова Д.У.</i> Навстречу поставленной цели.....	4	106

TARIX / ИСТОРИЯ

<i>Каршиев Р.М., Сариев Н.Т.</i> Развитие геологических знаний в творчестве Абу Райхан аль-Беруни	1	109
<i>Гай А.Ф.</i> О везении в геологии.....	2	118

FAN ISHLAB CHIқARISHGA / НАУКА ПРОИЗВОДСТВУ

<i>Бибиб И.П.</i> Научный аспект инновационных решений	4	113
<i>Базарова С.Ж.</i> Реальные связи науки и производства.....	4	114

HABARLAR / ИНФОРМАЦИЯ

<i>Книжные новинки</i>	1	111
<i>Расценки на размещение рекламы в журнале «Горный вестник Узбекистана»</i>	1	112
<i>Наши юбиляры</i>	2	120
<i>Наши юбиляры</i>	3	116
<i>Защита диссертации</i>	3	116
<i>Защита диссертации</i>	4	116