

**Ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali**  
**1997 yilda asos solingan**

**Ta'sischi:**

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.,  
 Bizyev V.K., Davronbekov U.Yu., Inozemsev S.B.,  
 Klimenko A.I., Kustov A.M., Malgin O.N.,  
 Nasirov U.F., Norov Yu. J., Raimjanov B.R.,  
 Rahimov V.R., Saidov R.T., Sanakulov 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

**Kompyuterda sahifalovchi:** Narmanova L.A.

**Mugova bezovchi:** Bannov A.N.

MChJ «TONG» bosmaxonasida nashr qilindi  
 703050, Samarqand shahri, Bog'dat ko'chasi 3,  
 tel./faks 8(3662) 343512

Nashr etishga 01.08.2005 y. imzolandi

Adadi 750 nusxa

**MUNDARIJA / СОДЕРЖАНИЕ**

**НДКИ – 10 YIL / НГГИ – 10 ЛЕТ**

**Агзамов Ш.К.** Навоийскому государственному горному  
 институту – 10 лет ..... 3

**GEOLOGIYA VA GEODINAMIKA / ГЕОЛОГИЯ И ГЕОДИНАМИКА**

**Рахимов В.Р., Базарбаев Э.Р., Тургунов Ш.** Роль альпийской  
 фазы тектогенеза в формировании современной структуры  
 Ангренской впадины ..... 5  
**Бадалов С.Т.** Технологическо-геохимические особенности главнейших  
 рудных минералов Алмалыка ..... 9  
**Смирнова С.К., Козлов В.В., Мансуров М.М., Шамаев О.Т.,**  
**Михайлова Ю.В., Лузановский А.Г.** Платиноносность  
 месторождений благородных металлов Узбекистана ..... 13  
**Бородин Ю.В., Хамидуллаев Н.Ф.** Перспективы  
 Марджанбулакского рудного поля ..... 26

**GEOTEXNOLOGIYA / ГЕОТЕХНОЛОГИЯ**

**Сытенков В.Н., Бурксер А.А.** Обзорный анализ схем разработки  
 месторождений подземным способом в Чили ..... 30  
**Раимжанов Б.Р., Якубов С.И.** Использование отработавших  
 подземных газогенераторов в качестве теплогенераторов ..... 33  
**Норов Ю.Д., Уринов Ш.Р.** Определение размеров выемок  
 в зависимости от высоты трапецевидной формы грунтовой  
 обваловки и удельного расхода траншейных зарядов выброса ..... 34  
**Норов Ю.Д., Уринов Ш.Р.** Определение размеров выемок  
 в зависимости от ширины трапецевидной формы грунтовой  
 обваловки и удельного расхода траншейных зарядов выброса ..... 37  
**Шеметов П.А.** Основные технологические решения  
 по расширению георесурсного потенциала при освоении  
 месторождения Мурунтау ..... 39  
**Рубцов С.К., Ершов В.П., Бибик И.П.** Определение безопасной  
 величины «недобура», обеспечивающего сохранность  
 фосфопластов от взрывного воздействия ..... 50  
**Инамов У.Р., Эшмурадов З.С.** Структурообразование и  
 классификация процесса системы «буровая скважина –  
 буровое оборудование – оператор» ..... 51  
**Куканова С.И., Зайнидинова Л.И., Борминский С.И.,**  
**Айропетова Ж.С., Лильбок Л.А., Саттаров Г.С.**  
 Биовыщелачивание магнитной фракции золотосодержащих  
 руд в отливно-доливном режиме ..... 55  
**Широва С.А., Васина С.М., Абрамова В.В., Хожиева А.Х.**  
 Исследование физико-химических свойств отходов  
 промышленности и местного сырья ..... 59  
**Назаров З.С., Тухташев А.Б., Назарова С.Э.** Выбор  
 оптимального состава тормозяще-активной забойки из ВВ  
 простейшего состава ..... 62  
**Бызеев В.К., Мухитдинов Ш.Р.** Перспективы развития горных работ  
 при отработке вскрышных пород на разрезе Ангренский ..... 64

**GEOMEXANIKA / ГЕОМЕХАНИКА**

**Силкин А.А., Сытенков В.Н., Шеметов П.А.** Рационализация  
 конструктивных параметров бортов глубоких карьеров ..... 68

**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'ZGEOTEXLITI»

**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., Иноземцев С.Б.,  
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,  
gorninvest@rambler.ru

**Компьютерная верстка:** Нарманова Л.А.

**Дизайн обложки:** Баннов А.Н.

Оттиснено в типографии ООО «Тонг»  
703050, г. Самарканд, ул. Багдат 3,  
тел./факс 8(3662) 343512

Подписано в печать 01.08.2005 г.

Тираж 750 экз.

**Жиянов Ю.А., Кольцов В.Н., Кудинов А.А.** Расчетный способ  
установления положения поверхности сдвижения на участках  
деформирования откосов уступов ..... 74  
**Турсебеков А.Х., Рахимов В.Р., Мингбаев Д.И.**  
Кристаллизационное давление – новый аспект оценки  
устойчивости бортов карьера ..... 79

**ГЕОТЕХНИКА / GEOTECHNIKA**

**Сейтбаев Ш.А.** Опыт применения экскаваторов различных  
модификаций в условиях карьера Мурунтау ..... 83

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

**Аскарков М.А., Донияров Н.А., Нуркулова Е.А.** Флотация  
фосфоритовых руд ..... 87  
**Агапов Д.А.** Интенсификация процессов дезинтеграции  
в мельницах мокрого рудного измельчения ..... 90

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

**Кувандиков О.К., Шакаров Х.О., Шодиев З.М., Убайдуллаева С.Ш.**  
Изучение парамагнитных свойств пирита, арсенопирита и  
халькопирита при высоких температурах ..... 92  
**Бахадирханов М.К., Камолов И.Р.** Новый метод изготовления  
Au-p-InP диодов шоттки с переходным слоем ..... 94  
**Абдурахманов Э.А., Сахибов Ш.Д., Дружинин Ю.А.** Селективный  
термокаталитический анализатор для мониторинга метана  
в рудничной атмосфере ..... 97  
**Хожиева А., Норкулов У.М.** Катализатор для глубокого  
окисления метана ..... 99  
**Рузиев Э.А.** Разработка методов для экоаналитического  
мониторинга фторидов и сульфидов ..... 100  
**Тошбоев Т.У.** О термостабильности комплексов серы  
с переходными металлами в кремнии ..... 101  
**Мурадов Ш.М.** Определение силы сопротивления  
при обработке почвы ..... 103  
**Мурадов Ш.М.** Методика и результаты исследования  
технологического процесса работы почвоуглубительного  
вырезного корпуса ..... 104  
**Носирова Ш.Н., Сафаров И.И., Каюмов С.С.** Распространение  
поперечных волн в бесконечно длинном цилиндрическом слое,  
находящемся в упругой среде ..... 105

**FAN VA TA'LIM / НАУКА И ОБРАЗОВАНИЕ**

**Шомуратов А.У., Курбонов А.А., Никель Е.В.** Новый практически-  
графический способ решения метрических и позиционных задач ..... 107

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

**Файзуллаев О., Файзуллаев О.О.** Определение ионов тяжелых  
металлов в объектах окружающей среды ..... 109

**MENEJMENT VA QONUNCHILIK /  
МЕНЕДЖМЕНТ И ЗАКОНОДАТЕЛЬСТВО**

**Дусметов Р.К., Закирова Л.С., Якубова М.К.** Человеческие  
ресурсы – как составляющая часть ресурсов предприятия ..... 111  
**Давранбеков А.У.** Институт права собственности  
в недропользовании в мировой практике ..... 113

**HABARLAR / ИНФОРМАЦИЯ**

**Наши юбиляры** ..... 116  
**Защита диссертации** ..... 116

**REKLAMA / РЕКЛАМА**

На 3 стр. обложки: Трубы производства Южного рудоуправления НГМК  
На 4 стр. обложки: «Atlas Corco» представляет свою продукцию

# 

Агзамов Ш.К., ректор НГТИ, канд. техн. наук

Навоийский государственный горный институт организован по Указу Президента Республики Узбекистан И.А. Каримова 7 июля 1995 г. и строит свою деятельность на основании Постановления Кабинета Министров от 26 июля 1995 г. «Об организации деятельности Навоийского государственного горного института».

Высшее техническое образование в г. Навои берёт начало ещё с 1963 г., когда был открыт Навоийский вечерний учебно-консультационный пункт Ташкентского политехнического института. Затем, в 1966 г. УВП был преобразован в общетехнический факультет, а в 1981 г. - в филиал ТашПИ (ныне Ташкентский государственный технический университет).

На основании Указа Президента Республики Узбекистан И.А. Каримова от 12 апреля 2001 г. и Постановления Кабинета Министров от 13 апреля 2001 г., с целью совершенствования подготовки специалистов для предприятий горно-металлургической промышленности, Навоийский государственный горный институт из состава Министерства высшего и среднего специального образования передан в структуру Государственного концерна «Кызылкумредметзолото». В связи с ликвидацией концерна Постановлением Кабинета Министров № 237 от 19 мая 2004 г. институт передан в ведение Навоийского горно-металлургического комбината.

В начале 90-х годов при поддержке Президента Республики И.А. Каримова было начато полное техническое перевооружение предприятий НГМК. Были введены в эксплуатацию такие важные объекты, как совместное Узбекско-Американское предприятие «Зарафшан-Ньюмонт» по кучному выщелачиванию отвалов карьера Мурунтау, Гидрометаллургический завод № 3 в г. Учкудуке, начато строительство Кызылкумского фосфоритового комбината. Такие темпы развития горнодобывающих и перерабатывающих предприятий, естественно, требовали подготовки в достаточном количестве высококвалифицированных специалистов.

Основными задачами и направлениями деятельности Навоийского государственного горного института являются:



Агзамов Ш.К.

- подготовка специалистов-конструкторов, технологов, ремонтников и эксплуатационников горного дела, горно-металлургического, химико-технологического, энергетического и машиностроительного профилей;

- развитие собственного научного и интеллектуального потенциала в области добычи и переработки полезных ископаемых на основе изучения мировых достижений фундаментальных и прикладных исследований;

- разработка новых передовых технологий добычи и переработки полезных ископаемых и внедрение их в практику с учетом конкретных геологических и климатических условий Республики;

- повышение квалификации

специалистов в горнодобывающей и перерабатывающей отраслях, их переподготовку на базе новейших мировых достижений науки и технологий;

- научный анализ и прогноз развития горнодобывающей отрасли Республики Узбекистан;

- осуществление широкой кооперации с крупными зарубежными учебными заведениями, ведущими горными и горно-металлургическими ВУЗами и научными центрами стран СНГ.

В институте ведут свою деятельность 5 факультетов:

- Горный;
- Химико-металлургический;
- Энерго-механический;
- Алмалыкский горно-металлургический;
- Зарафшанский общетехнический.

В настоящее время в институте ведется подготовка бакалавров по 11 направлениям:

- горное дело;
- горная электромеханика;
- металлургия;
- химическая технология;
- электроэнергетика;
- автоматизация и управление;
- технология машиностроения, оборудования и автоматизация машиностроительных производств;
- экономика (по отраслям);
- менеджмент (по отраслям);
- профессиональная педагогическая подготовка (горное дело);



➤ профессиональная педагогическая подготовка (экономика).

В институте функционирует магистратура по 5 специальностям:

➤ подземная разработка месторождений полезных ископаемых;

➤ открытая разработка месторождений полезных ископаемых;

➤ металлургия цветных и редких металлов;

➤ обогащение полезных ископаемых;

➤ технология высокомолекулярных химических соединений.



Общий контингент студентов составляет 2682 чел., в том числе 1939 чел. дневного отделения и 743 - заочного отделения. На двух курсах магистратуры обучаются 24 чел.

Профессорско-преподавательский состав института, который работает на 20 кафедрах составляет 178 чел. штатных сотрудников, из них 6 докторов наук и 49 кандидатов наук. Всего преподавателей вместе с совместителями 225 чел. Общее количество преподавателей, служащих и работников составляет 468 чел.

Ежегодный выпуск бакалавров составляет 600-650 чел., а магистров 10-15 чел. Выпускники института работают на различных должностях на предприятиях НГМК, ОАО «Навоийазот», ОАО «Навоийцемент», «Навоийская ГРЭС», ОАО «Электрохимзавод», Навоийская электросеть и других организациях, фирмах.

В НГТИ активно внедряются передовые педагогические технологии. В частности впервые в Республике внедрена дуальная система обучения. Сущность данной системы заключается в том, что часть занятий по профилирующим дисциплинам на 3 и 4 курсах проводится непосредственно на предприятиях силами преподавателей института и специалистов – руководителей производственных предприятий.

Институт в 2001-2003 гг. участвовал в проекте ТЕМПУС-ТАСИС «Дистанционное обучение в Узбекистане» с университетами Гамбург-Харбург (Германия), Твенте (Голландия), Аолборг (Дания) и

Ташкентским государственным техническим университетом. Общая сумма финансирования составила 467,0 тыс. евро.

По линии фондов «Устоз» («Истеъдод») за последние годы повысили свои профессиональные квалификации 17 преподавателей в США, Канаде, Франции, Израиле, Южной Корее, Сингапуре и Австрии. Ещё около 70 преподавателей прошли курсы повышения квалификации в передовых ВУЗах России, ТашГТУ, Национальном университете Узбекистана.

С 1996 г. в институте функционирует специализированный Совет по защите кандидатских диссертаций (с правом приёма разовой защиты докторских диссертаций) по горным специальностям. На этом Совете были защищены 2 докторских и 8 кандидатских диссертаций.

Со дня образования института вошло в традицию проведение Республиканской научно-технической конференции «ИСТИКЛОЛ» с международным участием. В этих конференциях принимают участие ученые нашей Республики, стран СНГ и дальнего зарубежья.

Институт имеет связи и договора с ведущими зарубежными ВУЗами, такими как Московский государственный горный университет, Московский институт стали и сплавов, Московский государственный геолого-разведочный университет, Томский политехнический университет, Уральский государственный технический университет, Украинский Национальный горный университет и др. В настоящее время в этих ВУЗах обучаются в магистратуре и аспирантуре свыше 10 человек.

С 1997 г. выпускается республиканский научно-технический и производственный журнал «Горный Вестник Узбекистана».

В институте выполняются научно-исследовательские работы по приоритетным направлениям социально-экономического развития Республики. По государственным грантам по линии Центра науки и технологий выполняются две темы с ежегодным финансированием более 11 млн сум. Кроме того, заключены хозяйственные договора с предприятиями с годовым объемом свыше 30 млн сум.

Для издания учебной литературы в институте имеется мини типография. За последние два года преподавателями института подготовлено и издано более 20 учебников и учебных пособий, 5 монографий, более 50 методических разработок.

В институте и его подразделениях созданы 10 компьютерных классов и видеоконференцзал для проведения дистанционного обучения. В учебном процессе используются 250 компьютеров марки P-IV.

В соответствии с Постановлением Кабинета Министров ведется проектирование нового учебно-лабораторного комплекса института на 2000 студентов и общежития на 400 мест.

Профессорско-преподавательский состав и весь коллектив института встречают 10-летие образования НГТИ с большим подъемом в работе и полны решимости выполнять поставленные перед ними задачи.

# РОЛЬ АЛЬПИЙСКОЙ ФАЗЫ ТЕКТОГЕНЕЗА В ФОРМИРОВАНИИ СОВРЕМЕННОЙ СТРУКТУРЫ АНГРЕНСКОЙ ВПАДИНЫ

Рахимов В.Р., зав. кафедрой «Горное дело» ТашГТУ, академик АН РУз, докт. техн. наук; Базарбаев Э.Р., ст. научный сотрудник ТашГТУ, канд. геол. - минер. наук; Тургунов Ш., инженер ТашГТУ, магистр

Ангренская впадина с ее буроугольным месторождением и каолиновыми глинами – структура, образовавшаяся в результате сложных тектоно-седиментационных и деформационных процессов, привлекает внимание широкого круга исследователей, изучающих ее тектонику, историю развития, проявления цикличности и периодичности геологических явлений. Большинство из них рассматривают ее образование и протекание в ней циклических процессов в сугубо изолированном грабенообразном прогибе [1], или пологой геосинклинали [2], либо в мульдах проседания унаследовавших структур палеозойских кальдер [3]. При этом вопросы межрегиональной корреляции этапов эпиплатформенного орогенеза или собственно горообразовательных движений этого района, так необходимые для правильного понимания тектоники и истории геологического развития региона, остаются без должного внимания.

В целях выяснения этапов проявления тектонических движений, необходимо прежде всего установить форму и последовательность деформаций, а также характер тектоно-седиментационной цикличности формирования мезозойско-кайнозойских образований Ангренской впадины, в сопоставлении с альпийской фазой тектогенеза. Для этого авторами был изучен обширный литературный материал по истории мезозойско-кайнозойской седиментации Средней Азии, проведено сопоставление времени образования главнейших перерывов и несогласия осадконакопления с фазами тектогенеза альпийской складчатой области.

Большое количество трактовок термина «фаза тектогенеза» не позволяют однозначно употреблять его без соответствующих оговорок и пояснений. Мы принимаем определение Усова М.А. [4], в понимании «фазы тектогенеза», как сложного геологического процесса, состоящего из этапа сжатия Земли, когда образуется складчатость и последующего этапа расширения, сопровождающегося блоковыми поднятиями. М.А. Усов считал, что подобные фазы всеобщие и охватывают всю земную поверхность по-разному в различных обстановках.

Территория Ангренской впадины входит в состав Среднего Тянь-Шаня, представляющего собой герцинское складчатое сооружение, подвергшееся мощному альпийскому орогенезу, в результате которого была сформирована структура, наблюдаемая в настоящее время [5].

Современная структура Ангренской впадины представлена системой крупных блоков (Восточно-Ангренским, Иерташским, Центрально-Ангренским,

Теляуским, Ахангаран-Алмалыкским), зажатых блоками Чаткальского и Кураминского поднятий. На севере – эта система блоков ограничена Северо-Ангренским надвигом, по которому палеозойские блоки Чаткальского поднятия надвинуты на мезозойско-кайнозойские отложения Ангренской впадины в юго-восточном направлении. На юге – она ограничена Наугарзанским разломом, где палеозойские блоки Кураминского поднятия надвинуты на мезозойско-кайнозойские отложения впадины в северо-западном направлении. Механизм сближения Чаткальских и Кураминских блоков палеозоя и сокращения поперечного размера Ангренской впадины в настоящее время объясняется действием субмеридиональных напряжений сжатия, как возможным отголоском, вызванным столкновением Евразийской и Индостанской литосферных плит. Приразломная природа Ангренской впадины и надвигание палеозойского фундамента на мезозойско-кайнозойские отложения позволяют отнести ее к категории «закрывающихся» структур среднего масштаба, сохранивших реликты погружившихся зон.

Закрытие Туркестанского палеоокеана и образование «аккреционной призмы Южного Тянь-Шаня» в конце герцинского времени привели к сжатию палеозойских комплексов Чаткало-Кураминского региона. В конце перми, после пенеппенизации территории, на дневной поверхности палеозойского фундамента образуются коры выветривания. В конце триаса происходит «растяжение» территории и «расколы» пенеппенированы с образованием на месте Ангренской впадины пологого прогиба, который стал заполняться пролювиальными отложениями, сносившимися с Чаткальской суши. Последующие восходящие движения, стали причиной появления первых альпийских деформаций палеозойского фундамента. Эти события происходили одновременно «с раскрытием» в разных частях Альпийского пояса бассейнов Мезотетиса испытывавших растяжение до середины триаса, а в конце триаса проявились раннекеммерийские деформации [6].

Дальнейшие тектоно-седиментационные преобразования в мезозойско-кайнозойском платформенном чехле Ангренской впадины носят циклический характер и тесно коррелируются с событиями, происходящими в Альпийском поясе.

Первый тектоно-седиментационный комплекс Ангренской впадины, отражающий единый цикл развития, образует континентальные угленосные отложения нижней-средней юры, слагающие Ангренскую свиту. Нижняя подсвита Ангренской свиты представ-

лена базальными граувак-кварцевыми грубообломочными отложениями подгорно-верного аллювия и песчано-глинистыми угленосными осадками, накапливавшихся в условиях озер и болот. Они трансгрессивно, с глубоким размывом, залегают на поверхности триасовых и палеозойских образований. Средняя и верхняя подсвиты Ангреной свиты слагаются бурыми углями с прослоями глин, алевролитов и песчанников. Формирование этих осадков происходило в заболоченных условиях, свидетельствующих об устойчивом прогибании территории в это время. Однако, в конце бата, обстановка осадконакопления меняется – прекращается накопление торфяников, серые краски замещаются красными, грубеет состав обломочного материала. Все это свидетельствует о том, что в конце среднеюрского времени происходит резкий подъем территории, синхронно коррелируемый с среднекеммерийской фазой альпийского тектогенеза Средиземноморского пояса и Центрального Памира. Следует отметить, что юрский прогиб этого времени развивался асимметрично. Наибольшее прогибание испытывал южный борт впадины, где происходило сгущение горного аллювия.

Второй позднеюрский комплекс, представленный отложениями Джигиристанской свиты, несогласно залегает на отложениях Ангреной свиты и слагается переслаивающимися ярко-розовыми, лиловыми, реже белыми алевролитами, глинами и песчаниками разной зернистости с косой и параллельной слоистостью. По-видимому, эти осадки, содержащие фауну оксфорда, формировались в условиях морского мелководья. Это время трансгрессии позднеюрского морского бассейна, проникавшие в Палеоферганскую депрессию, совпадают с эпохой резких погружений в Альпийском поясе и формирования трансгрессивной серии осадков. Наступившая затем регрессия моря в титоне, резкое поднятие и размыв территории в раннемеловое время, параллелизуются с позднекеммерийской фазой альпийского тектогенеза. К началу мела вся территория Ангреной впадины представляла собой область денудации, с фрагментами размытой коры выветривания. Дальнейшее усиление дифференцированных вертикальных движений – четкая морфологическая выраженность Чаткальского и Кураминского поднятий. Возникновение этих поднятий на рубеже баррема и апта совпало с австрийской фазой альпийского тектогенеза, превратившей эвгеосинклинальные прогибы Мезотетиса в покровно-складчатые сооружения.

Третий комплекс – позднего мела-палеогена сформировался в условиях морской трансгрессии начавшейся с быстрого погружения южной окраины Евразийской литосферной плиты, захватившей и Ангреной впадину, Чаткальское и Кураминское поднятия. На протяжении позднего мела в мульдообразном прогибе, образовавшемся на месте Ангреной впадины, накапливаются коричнево-красные конгломераты, песчаники и алевролиты, выше по разрезу переходящие в известковые песчаники «красной» свиты. Они несогласно перекрывают отложения джигиристанской свиты. Море в это время вдавалось в

предгорные прогибы заливами и лагунами со стороны Приташкентского района [2].

В юго-западной части современного Кураминского поднятия и реки долины Ахангаран в мелу существовала лагуна с многочисленными подводными дельтами, стекавшими с Чаткальского поднятия. Наступившая затем регрессия моря в конце позднего мела привела к смене лагунно-морских отложений континентальными. Последние были представлены фациями наземных дельт и временных озер. Последовавший за ними перерыв в осадконакоплении, длившейся до нижнего эоцена, связывается с ларамийской фазой альпийского тектогенеза.

Образовавшиеся впоследствии вышележащие терригенные отложения сузакских слоев, выделенные под названием «белой» свиты, представлены светлыми кварцевыми песками и песчаниками с линзами монтмориллонитовых глин и горизонтами конкреционных трепелов нижнего эоцена, вместе со сменяющими их выше по разрезу известняковыми песчаниками, переходящими еще выше в песчанистые известняки альпийских слоев среднего эоцена, в совокупности с устричными мергелями, содержащих прослои известняков и мергелей, туркестанских слоев верхнего эоцена принадлежат к новой трансгрессивной части третьего комплекса.

Поднятие и размыв территории в конце среднего эоцена и последующего верхнего эоцена, общее смятие образований трех комплексов в пологие складки – совпадают со складчатыми деформациями в Средиземноморском поясе, происходившими в результате проявления пиренейской фазы альпийского тектогенеза. Горизонтальные движения в это время были направлены с юга на север, что еще более усилило асимметрию Ангреной синклинали.

Формирование четвертого олигоцен-четвертичного молассового комплекса протекало в довольно сложной истории осадконакопления, прерывавшейся рядом событий, связанных с воздействием соответствующих фаз альпийского тектогенеза.

В начале олигоцена серые трансгрессивные глины туркестанских слоев с резким угловым и структурным несогласием перекрываются регрессивными красноватыми мелкогалечными конгломератами, гравелитами и песчаниками сумсарских слоев, датированными олигоценом. Абразионно-денудационная предороненная поверхность под толщей лагунно-морских отложений сумсарских слоев была прослежена и описана на Ангреной плато Ш.Х. Абдуллаевым [1].

На поверхности сумсарских слоев с перерывом и несогласием залегают континентальные отложения «красной молассы». В их основании залегают породы типа брекчий на алевролитно-мергелистом цементе, сменяемые песчаниками, мергелями и алевролитами с прослоями крупно-зернистых песчанников и гравелитов. Накоплению отложений «красной молассы» предшествовал существенный размыв, соответствующий границе олигоцена и миоцена. Это время фиксируется складчатыми деформациями, разломом образованием и надвигами, сопровождаемыми фор-

мированием приразломных синклиналей, в которых накапливаются отложения «красные молассы». По времени эти события совпадают с саавской фазой альпийского тектогенеза.

Отложения «красной молассы» согласно перекрываются грубообломочными осадками «бурой молассы», которые несогласно залегают на более древних образованиях. Нерасчлененные миоцен-плиоценовые отложения «бурой молассы» представлены типичным пролювием и состоят из мелкозернистых песчаников, алевролитов с небольшим количеством угловатой грубоокатанной гальки. Они «запечатывают» приразломные дислокации, возникшие на границе олигоцена и миоцена. Основная масса конгломератов верхней части «бурой молассы» лежит практически горизонтально, заполняя эрозионные понижения на поверхности палеозойских и мезозойских пород. Они представляют собой пролювиальную брекцию, состоящую из обломков палеозойских вулканогенных образований и, в меньшей мере, пород мезозоя. Перерыв и несогласие в основании верхней части отложений «бурой молассы» приходится на конец среднего плиоцена и коррелируется с проявлением роданской фазы альпийского тектогенеза [7].

Резко усилившиеся движения в позднем плиоцене – раннем плейстоцене привели к формированию грубообломочных отложений первых террас, вложенных в долину р. Ангрен. Эти движения связываются с проявлением валахской фазы альпийского тектогенеза (рис.).

Таким образом, все выше изложенное показывает, что этапы развития мезозойско-кайнозойского прогиба на месте Ангренской впадины включают в себя комплекс седиментационных и деформационных событий, совпадающих с фазой развития альпийского тектогенеза окраинных бассейнов Мезотетиса.

Седиментационные события, протекавшие в мезозойское и частично кайнозойское время, в период формирования широкого прогиба, охватившего крайнюю часть Чаткальского и всю поверхность Кураминского поднятий, характеризуются накоплением осадков первых трех комплексов пород. Деформация этих комплексов происходит в неогене, в процессе формирования четвертого орогенного комплекса пород, в результате поперечного сжатия прогиба, реализованного в предмиоценовую (саавскую), среднеплиоценовую (роданскую) и плиоцен-плейстоценовую (валахскую) фазы складчатости.

Геодинамика Ангренской впадины тесно связана с фазами тектогенеза и определяется кинематикой подвижных блоков существовавших в это время.

Геодинамическая обстановка, существовавшая во время формирования континентального нижне-среднеюрского комплекса пород, характеризуется общим растяжением земной коры, которая в результате ротационно-раздвиговых движений раскрывается, образуя грабенообразный прогиб в палеозойском фундаменте над зоной древней субдукции, размещающейся между «аккреционной призмой Южного Тянь-Шаня» и Казахстанским континентом. Развитие

континентального грабенообразного прогиба продолжается до средней юры и прерывается размывом, по времени совпадающим со среднекиммерийской фазой альпийского тектогенеза, проявившейся сжатием территории, общим поднятием и образованием еще более контрастного рельефа.

Важнейшим переломным моментом седиментационного события является резкое погружение и растяжение, происходившее в поздней юре и образование на месте континентального грабенообразного прогиба морского бассейна. В это время происходит значительное опускание Кураминского блока открывшим доступ морскому бассейну трансгрессировавшему с юга и с области Афгано-Таджикской депрессии [8]. Резкое неравномерное и максимальное переуглубление позднеюрского бассейна совпадает с эпохой резких погружений седиментационных бассейнов в альпийском поясе. Они связываются с активизацией тектонических движений позднекиммерийской фазы альпийского тектогенеза.

Грубообломочные толщи «красной свиты» представляют собой первую альпийскую молассу Ангренской впадины, синхронную альпийской молассе и покровообразованию Средиземноморского пояса, произошедшую во время проявления австрийской фазы альпийского тектогенеза. В этой фазе тектогенеза происходит четкое обозначение контуров Кураминского и Чаткальского блоковых поднятий.

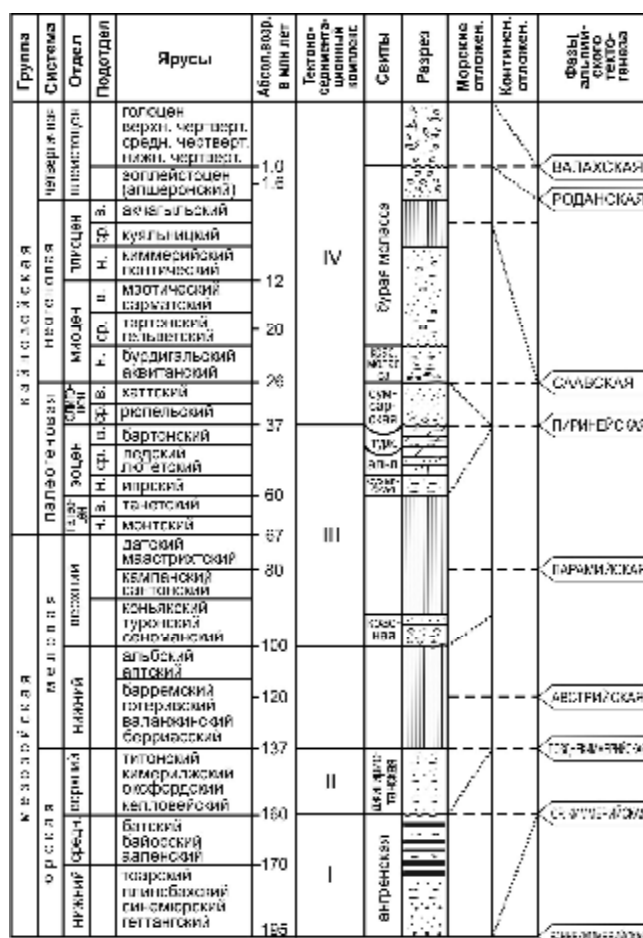


Рис. Положение фаз альпийского тектогенеза в мезозойско-кайнозойских образованиях Ангренской впадины.

Наступивший затем длительный перерыв в осадконакоплении в течении кампана-палеоцена (отсутствие акджарских и бухарских слоев в разрезе) свидетельствует о проявлении восходящих движений совпадающих с ларамийской фазой альпийского тектогенеза. Это время - обособление Кураминского и Чаткальского блоков, связанное с первыми этапами сжатия исследуемой территории.

Регрессия моря продолжалась до позднего эоцена включительно. Поперечное сжатие территории обусловило поднятие и перерыв в осадконакоплении, которые совпадают с пиренейской фазой тектогенеза. Кураминский и Чаткальский блоки в это время вышли из под уровня моря и начали медленно двигаться навстречу друг к другу.

Деформационные события начинаются с проявления саавской фазы альпийского тектогенеза. Как и для всей Средней Азии и Казахстана, кинематическая ситуация в Ангренской впадине определялась тремя векторами горизонтальных перемещений. Первый вектор, преобладающий, направлен с юга на север, северо-запад, обусловлен коллизией Евразийской и Индостанской плит. Второй - направлен на юг и совпадает с движением плит со стороны северной части Евразии. Третий вектор, ротационный, проявляется в поле напряжений первых двух. Эта ситуация реализуется в деформации и дроблении структур созданных седиментационными событиями. Во время проведения роданской фазы тектогенеза на востоке Ангренской впадины дробление на блоки происходит в условиях сжатия и деформации отложений «красной молассы». Восточная часть Ангренской впадины под воздействием горизонтальных движений северо-западного и юго-восточного направлений дробится и поднимается почти до уровня Чаткальского и Кураминского блоков. Под воздействием Кумбель-Угамского разлома выделился Иерташский блок, размещившийся несколько ниже Восточно-Ангренского. К юго-западу от Иерташского блока обозначился Центрально-Ангренский и Ангрен-Тюляуский а также Ахангаран-Алмалыкский блоки. С северо-запада эти блоки ограничены Северо-Ангренским надвигом, с юго-запада – Наугарзанским. Наибольшую активность эти надвиги приобрели в конце среднего плиоцена. Двусторонние надвиги палеозоя на Ангренскую впадину еще более способствовали обособлению блоковых структур и их дифференцированному движению относительно друг друга. Продвижение палеозойского обрамления во внутрь Ангренской впадины привело к «задиранию» отложений «бурой молассы» в зонах Северо-Ангренского и Наугарзанского надвигов, носивших характер «бульдозинга». Деформации во внутренней части структур, образованных «бурой молассой», выразились в незначительном короблении толщ конгломератов и образовании широкой коробчатой складки со структурным несогласием, перекрывшим складки нижележащих юрско-палеогеновых комплексов. В контакт с надвигами «проходят» самые молодые отложения «бурой молассы», а более древние юрско-палеогеновые уходят на глубину под надвинутые борты.

Движение блоковых структур Ангренской впадины с перемещением их к северу, происходившее в позднем плиоцене – раннем плейстоцене, совпадает с проявлением валахской фазы альпийского тектогенеза. В это время преобладают горизонтальные движения, приводящие к развороту блока против часовой стрелки. Вертикальные движения носили резко дифференцированный характер, способствовавшие перекосу блоков, усиливших асимметрию Ангренской впадины, выразившуюся в смещении осевой части русел к северо-западу и в изменении состава и мощности грубообломочных отложений первых вложенных террас вниз по течению р. Ангрена.

### Выводы:

1. Альпийская эволюция Ангренской впадины начинается с развития морфологически выраженных прогибов и поднятий существовавших на юго-востоке Чаткальских гор и Курамы.
2. Во впадине устанавливается смещение во времени оси прогибания на север: от узкой эрозионной долины юрского периода, прижатой к южному борту, к более широкому, также асимметричному меловому прогибу переместившемуся к северному борту на позднеальпийском этапе.
3. Смещение неогенового прогиба к северу сопровождается смятием и надвиганием области прогибания в юре с одновременным смещением внутрь прогиба и фронта осадконакопления и деформации.
4. Смятие мезо-кайнозойской впадины происходит в миоцен-плейстоцене, в процессе поперечного сжатия проявившегося в предмиоценовую, среднеплиоценовую и плиоцен-плейстоценовые фазы, совпадающие соответственно с саавской, роданской и валахской фазами альпийского тектогенеза.
5. Главную роль в процессе деформации мезозойско-кайнозойских отложений играют надвигания и бульдозинг «палеозойскими образованиями впадины».
6. Все тектоно-седиментационные преобразования в мезозойско-кайнозойском чехле Ангренской впадины носят циклический характер и выражены в виде четырех крупных комплексов, которые совпадают с событиями Альпийского пояса.
7. Надвигание палеозойских пород на мезозойско-кайнозойские образования, способствует поперечному сжатию и сокращению долины и активизирует надвиги по ослабленным зонам. Расслоение юрско-неогеновых отложений происходит по границам тектоноседиментационных комплексов, приходящихся на предюрское, предверхнеюрское, предверхнемеловое, предолигоценное, предраннемиоценовое и предплейстоценовое крупные перерывы и несогласия.
8. Деформации и смещения юрских угольных залежей буроугольного месторождения Ангрена происходят непосредственно под влиянием относительно спокойных растягивающих усилий на ранних юрско-палеогеновых этапах развития и активного сжатия, а также резкого поперечного сокращения долины в неоген-плейстоценовое время.



## Список литературы:

1. Абдуллаев Ш.Х. Морфоструктура Ангренской впадины. Т.: Фан, 1985, 117 с.
2. Захаревич В.А. Очерк геологии Ангренского каолино-угольного месторождения, - Ташкент: Фан, 1965, с. 122.
3. Климанов Е.В. Тектонические условия формирования Ангренского каолино-буроугольного месторождения и прогноз угленосности прилегающих площадей. – *Geologiya va mineral resurslar*. – 2003, № 3, с. 7-10.
4. Соловьев В.О. Тектонические фазы и проблема планетарной разновозрастности тектогенеза. – *Геотектоника*, 1984, № 6, с. 21-32.
5. Ахмеджанов М.А., Борисов А.Т. Тектоника домезозойских образований Среднего и Южного Тянь-Шаня. Т.: Фан, 1977 г.
6. Щерба И.Г. Отражение фаз альпийского тектогенеза в мезозойско-кайнозойских толщах Южного Тянь-Шаня. – *Геотектоника*, 1990, № 2, с. 42-53.
7. Щерба И.Г. Палеозойская свита в разрезе позднекайнозойских моласс Афгано-Таджикской впадины. 1979, т. 24 б. № 1, с. 112-118.
8. Полянский Б.В. Этапы процессов раннемезозойского континентального осадконакопления в Средней Азии. – *Литология и полезные ископаемые*. 1985, № 2 с. 47-56.

УДК 550

© Бадалов С.Т. 2005 г.

## ТЕХНОЛОГО-ГЕОХИМИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ГЛАВНЕЙШИХ РУДНЫХ МИНЕРАЛОВ АЛМАЛЫКА

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

Данная работа является естественным продолжением ранее проводившихся исследований по рассматриваемой проблеме [1-5]. Необходимость ее представления обусловлена тем, что по существу и используемым технологиям как наиболее распространенные, так и многие редкие ценнейшие и рассеянные элементы, находящиеся в рудах месторождения Кальмакыр, в значительной степени оказываются в отходах производства (от 25 до 96 %). Все дело в том, что до настоящего времени при переработке руд, с получением из них медного и молибденового концентратов, пирит оказывается в отходах почти на 80 %. Вместе с пиритом теряются не только почти все самые ценные рудообразующие и редкие элементы, приведенные в табл. (от золота до висмута), но и определенная часть меди, которая в виде эмульсионной вкрапленности халькопирита находится в синхронном ему пирите. Количество меди, приуроченной к пириту, изменяется в значительных пределах и может составлять до 20 %.

Медно-молибденовое месторождение Кальмакыр, даже среди подобных месторождений в мире, является одним из уникальных по своим масштабам, очень высокому содержанию рения и осмия-187 в молибдитах, резко повышенным количеством в качестве элементов-примесей золота, серебра, а также халькофильных элементов, приуроченных в основном к его главным рудным минералам - пириту, халькопириту и молибдениту. Почти все элементы-примеси, за частичным исключением золота, не представлены в виде собственных минеральных форм нахождения. Именно по этой причине оказалось необходимым представить полную картину с балансом распределения всех наиболее значимых элементов-примесей. При таком рассмотрении проблемы учитывается не только та часть рудообразующей системы, которая представлена кон-

диционными рудами, а вся система в целом. Это обусловлено тем, что, как правило, в подобных прожилково-вкрапленных рудах относительно более обогащенные участки составляют лишь небольшую часть от всего объема пород, участвующего в рудообразовании [3, 6]. В связи с этим и количественные соотношения рудных минералов, особенно пирита, принимаются не только на кондиционную часть, но и на всю систему, создавшую и обогащенные участки. Это тем более необходимо, что с самого начала эксплуатации месторождения кондиция на главнейший компонент руды - медь периодически снижалась от около 1 % в 1951 г., до почти 0,2 % (с учетом примесей) в настоящее время. Соответственно с этими изменениями постоянно изменялось количественное соотношение главных рудных минералов в руде, которое в настоящее время для системы в целом условно можно принять как 500 (пирит): 100 (халькопирит): 1 (молибденит), т.е. изменилось в пользу пирита и молибденита.

Все эти новейшие ориентировочные данные отражены в табл., в качестве примесей в которой приведены 13 элементов, рассматриваемые попарно с учетом их геохимического родства.

Особо следует отметить данные по кларкам концентраций («КК»), которые характеризуют степень концентрации данного элемента в конкретном минерале по отношению к его среднему содержанию в породах земной коры, т.е. к его кларку. Рассмотрим этот вопрос по каждому из трех приведенных минералов.

**Пирит.** Для этого минерала пределы колебаний величины «КК» для элементов-примесей, находящихся в нем, составляют от 1,5 для таллия до 160000 для висмута. Возможно несколько причин, объясняющих столь резкое различие в степени концентрации: степень халькофильности каждого из этих элементов по

отношению к сере в пирите; их различия по среднему содержанию в породах (кларк); специализация подстилающих и вмещающих пород на содержание этих элементов; специализация рудообразующего раствора, создавшего данное оруженение и др. В рассматриваемом примере оказалось, что висмут является наиболее рассеянным элементом по сравнению с таллием и его более чем в 110 раз меньше в земных породах. Несомненно, также, что висмут как резко халькофильный элемент в наибольшей концентрации вошел в пирит, как наиболее ранний и распространенный. В следующем минерале - халькопирите содержание висмута уменьшилось всего в 2 раза, а таллия увеличилось в 7 раз.

Особенно интересна в этом отношении пара золото-серебро, в которой по кларку серебра больше золота почти в 17 раз, а при их совместном нахождении в пирите эта разница уменьшается до 6 раз, что пока трудно объяснимо, т.к. серебро по сравнению с золотом является более халькофильным, особенно по отношению к сере в пирите. Очевидно, в данном случае решающей причиной являлась первичная специализация вмещающих пород.

по величине «КК» почти в 14 раз превышает «КК» никеля.

В паре селен-теллур в связи с более высокой халькофильностью теллура его «КК» оказался почти в 25 раз выше, чем у селена, что и привело к его нахождению в основном в пирите (почти 90 %), тогда как по кларкам теллура меньше селена в 50 раз.

**Халькопирит.** Как главный рудный минерал, извлекаемый в медный концентрат, из ценнейших примесей содержит в себе в повышенных содержаниях только золото (более 50 %), а также индий, таллий и, частично, серебро и селен. Все остальные не менее ценные элементы находятся в нем в очень низких содержаниях (от 3 до 9 % от общего). В связи с этим восполнить эти потери можно только за счет дополнительного их извлечения из пирита, который необходимо оставлять в медном концентрате не 20-25 %, а не менее 30-35 %. Это особенно относится к таким самым ценным элементам, как рений и осмий-187, а также золото, серебро, палладий и платина. Извлекаемая часть рения и осмия-187 из медного концентрата, с учетом, что только около 80-85 % халькопирита

Таблица

Примерные усредненные содержания элементов-примесей  
в главных рудных минералах месторождения Кальмакыр

| Минералы<br>Элементы | Кларки<br>(г/т) | Пирит (500) |                | Халькопирит (100) |                | Молибденит (1) |                |
|----------------------|-----------------|-------------|----------------|-------------------|----------------|----------------|----------------|
|                      |                 | г/т<br>КК   | % от<br>общего | г/т<br>КК         | % от<br>общего | г/т<br>КК      | % от<br>общего |
| Золото               | 0,0043          | 5,6/1400    | 47,9           | 31/8000           | 52,0           | 3/800          | 0,1            |
| Серебро              | 0,07            | 35/500      | 72,0           | 66/940            | 27,5           | 80/1140        | 0,5            |
| Палладий             | 0,013           | 0,5/40      | 90,0           | 0,3/23            | 9,0            | 4,5/350        | 1,0            |
| Платина              | 0,01            | 0,06/6      | 91,0           | 0,03              | 9,0            | -              | -              |
| Рений                | 0,0007          | 5,5/7860    | 61,5           | 2,5/3600          | 5,5            | 1500/2143000   | 33,0           |
| Осмий-187            | -               | 0,05/7860   | 61,5           | 0,04/3600         | 5,5            | 3,5/2143000    | 33,0           |
| Кобальт              | 18              | 700/40      | 97,0           | 100/6             | 3,0            | -              | -              |
| Никель               | 58              | 160/2,8     | 95,0           | 40/7              | 5,0            | -              | -              |
| Висмут               | 0,009           | 150/160000  | 91,0           | 70/75000          | 9,0            | -              | -              |
| Селен                | 0,05            | 40/800      | 69,5           | 88/1760           | 30,0           | 140/2800       | 0,5            |
| Теллур               | 0,001           | 20/20000    | 90,0           | 10/10000          | 9,0            | 40/40000       | 1,0            |
| Индий                | 0,25            | 0,5/3,5     | 19,0           | 11/80             | 81,0           | -              | -              |
| Таллий               | 1,0             | 1,5/1,5     | 40,0           | 10/10             | 60,0           | -              | -              |

Примечание: КК - кларк концентрации; в скобках - количественное соотношение минералов

Весьма интересны сравнительные данные и по другим родственным парам элементов. Это касается таких пар, как рений-осмий-187; кобальт-никель; селен-теллур и др. В паре палладий-платина при примерно равных кларках они более чем на 90 % оказались в пирите в связи с халькофильностью палладия. В паре рений-осмий-187, при их очень высоких кларках концентраций в пирите (более 7800 раз), они в основном зафиксировались в пирите (более 60 %). Особенно интересна пара кобальт-никель, в которой по кларку кобальта меньше никеля почти в 3 раза, а в пирите они оказались в обратном соотношении, что и привело к их тяготению к нему (более 95 %). Кобальт значительно более халькофилен, чем никель, поэтому

оказывается в концентрате, а также при условии полного их извлечения может составить не более 5 % от общего их количества в руде. Это касается также золота, серебра, индия и таллия, извлекаемая часть которых фактически может составлять от общего не более (в %): 45-50 - для золота и в пределах 20-25 для серебра, а для палладия и платины не более 6-7 %. Все остальные элементы-примеси, находящиеся в халькопирите составляют лишь очень незначительную часть от общего их количества в руде. Это касается таких элементов как кобальт, никель и др.

Таким образом, халькопирит по содержанию в нем многих ценнейших примесей является не самым богатым, особенно по сравнению с пиритом.

**Молибденит.** Из всех выявленных в рудах ценных элементов-примесей в молибдените особый интерес имеют только рений и возникший из его изотопа рения-187, за время существования оруденения (около 300 млн. лет), изотопа осмия-187. При среднем содержании рения в молибдените около 1500 г/т, что по его кларку концентрации в минерале достигает более 2140000 раз, а это составляет от общего в руде не более 33 %. Доля изотопа осмия-187 в молибдените около 3,5 г/т, при том же кларке концентрации, т.е. более 2140000 раз. Если учесть, что извлекаемость молибденита составляет около 50 % от его содержания в руде, а также не полное и комплексное извлечение из него этих ценнейших примесей, то окажется, что фактически извлекаемая часть этих элементов из молибденита может составлять не более 10-12 % от общего их количества в руде. Эти огромные невосполнимые потери самых ценнейших примесей молибденита можно было бы частично компенсировать за счет их более полного извлечения из халькопирита, а также пирита, оказавшегося в медном концентрате. Уникальная концентрация этих примесей в молибдените возникла только за счет крайне низкого содержания самого минерала в руде, т.е. всего около 0,004 %, из которых извлекаемая часть составляет не более 0,002 %. По этой же причине, даже при сравнительно очень высоких содержаниях в молибдените, по сравнению с халькопиритом и пиритом, таких примесей как золото, серебро (80 г/т), палладий (4,5 г/т), а также селен (140 г/т) и теллур (40 г/т) на их долю в минерале приходится не более 1 % от общего их количества в рудах. В связи с уникальностью молибденита Алмалыка возможно необходимо разработать более совершенную технологию с целью резкого увеличения его извлекаемости. Следует при этом учитывать, что изотоп осмий-187 имеет особо повышенную ценность на мировом рынке, а рений крайне необходим для большей эффективности процесса крекинга нефти с максимальным выходом бензина и других полезных продуктов.

Таким образом, краткое рассмотрение проблемы распределения ценнейших элементов-примесей в главных рудных минералах Алмалыка показало следующие их особенности:

1) Пирит, как наиболее распространенный рудный минерал является в тоже время главнейшим носителем почти всех элементов-примесей, которые оказались в нем в количествах от почти 50 % (для золота) и до 90-97 % для Pd, Pt, Co, Ni, Bi, Te и др. С учетом того, что только малая часть пирита (до 25 %) попадает в медный концентрат и может быть попутно извлечена, все остальное по существующей технологии уходит в отвалы. Рекомендуется обязательное получение пиритного концентрата с последующим комплексным извлечением из него всех примесей.

2) Халькопирит, как главный рудный минерал должен извлекаться в максимально-возможной степени, т.к. из него попутно с медью могут быть извлечены все ценные примеси, т.е. Au, Ag, Se, In, Tl и особенно рений и осмий-187. Следует также повысить

содержание в медном концентрате пирита с тем, чтобы извлечь из него ценнейшие примеси.

3) Молибденит, извлекаемое количество которого составляет не более 50 % от общего содержания в руде, является концентратором самых ценных примесей - рения и осмия-187. В связи с этим повышение его извлечения из руд до 60-65 % позволило бы наиболее комплексно извлекать дополнительно все примеси, имеющие особую ценность (это осмий-187).

**Золото и серебро** имеют несколько различающиеся особенности распределения. Если серебро по содержанию в пирите преобладает над золотом почти в 6 раз (35 и 5,6 г/т), то в халькопирите всего в 2 раза (66 и 31 г/т). Однако, в связи с преобладанием пирита над халькопиритом (почти в 5 раз) именно к нему приурочено более 70% серебра, тогда как золота в пирите оказалось около 50 %. Из этих данных естественно вытекает, что если даже халькопирит будет весь извлечен из руды (хотя фактически это составляет около 80 %) в концентрат и извлечено из него все находящееся в нем золото и серебро, то это составит соответственно около 50 % для золота и менее 30 % для серебра. Если учесть, что пирит с халькопиритом возникали близко одновременно, т.е. почти синхронно, то различие в распределении золота и серебра в этих минералах следует объяснять не только за счет их различий по халькофильности, но и по степени сродства к близким по свойствам элементам. Так, например, серебро, как более халькофильный элемент, чем золото, концентрируется в основном в пирите, не только как наиболее богатом серой минерале, но и возникшем в преобладающем количестве. Для золота, его концентрация в халькопирите связана с тяготением к меди, а не железу. Следует при этом полагать, что во всей рудообразующей системе в целом, от начала возникновения и до ее становления общее количество золота и серебра было постоянным, что и привело к их соответствующему распределению в пирите и халькопирите. Если же считать, что в процессе рудообразования в системе в целом происходили различные изменения с привносом в нее или выносом из нее не только флюидов, но и всех рудообразующих и редких элементов, то картина по их распределению могла быть совершенно иной.

**Платина и палладий** по своим геохимическим свойствам очень близки предыдущей паре элементов, т.е. палладий очень близок к серебру, особенно по своей халькофильности, в отличие от золота, тогда как платина значительно ближе к золоту. Это вытекает и из их расположения в Периодической системе элементов Д.И. Менделеева, в которой серебро располагается за палладием, а золото сразу после платины. Характерно, что распределение палладия очень близко к серебру, т.е. максимальные его содержания характерны для пирита, где находятся одновременно наиболее высокие содержания и серебра, и палладия (соответственно 35 и 0,5 г/т), а в халькопирите при вдвое более высоком содержании серебра (почти 66 г/т) присутствует почти вдвое более низкое количество палладия (около 0,3 г/т). К сожалению, при

таком распределении, только около 9-10 % палладия и платины, оказавшихся в халькопирите, могут быть попутно извлечены в медном производстве.

**Рений и осмий-187.** Эта пара элементов и их изотопов очень тесно генетически связана между собой, т.к. изотоп осмий-187 возникает за счет изобарного превращения из рения-187, который составляет от общего количества рения почти 63 %. По балансу их распределения по всем минералам, независимо от их количественного содержания в каждом из них, содержание осмия-187 должно соответствовать количеству рения согласно объективно существующему спонтанному превращению рения-187 в осмий-187. Так, например, в общем балансе около 62 % рения находится в пирите, что следует перевести и на соответствующее количество осмия-187 в этом минерале, т.е. около 62 %. В минерале-концентрате рений-молибдените содержание рения находится в пределах 1500 г/т, однако от общего баланса это составляет для рения, также как и осмия-187 всего около 33 %. С учетом неизбежных потерь при эксплуатации и переработке в концентрате оказывается не более 50 % молибденита от общего содержания в руде. Из самого молибденового концентрата, в зависимости от его чистоты (30 или 40 % молибдена) извлекается лишь очень небольшая часть рения, а осмий-187 практически почти не извлекается, хотя он является самым ценным элементом в руде, т.к. стоимость 1гр чистого (до 99,9 %) осмия-187 оценивалась ранее почти 100 тыс. долл. США, а сейчас около 50 тыс. долл. США. К большому сожалению автора статьи, который является первооткрывателем этих ценнейших элементов в рудах Кальмакыра, в настоящее время, при существующей отработке и переработке руд более 60-65 % рения и почти 90-95 % осмия не извлекается и безвозвратно теряется в отходах.

Таким образом, осмий-187, находящийся вместе с рением в уникальной концентрации в молибдените до сих пор не является объектом специальной технологии его извлечения.

По количественному соотношению осмия-187 и рения определяется абсолютный возраст оруденения, который исходя из имеющихся данных составляет около 300 млн лет. Этот расчет производился из содержания рения в молибдените около 2000 г/т, а осмия-187 в нем около 4 г/т при величине периода полураспада - превращения (T) рения-187 равной  $10^{10}$  лет.

**Селен и теллур.** Распределение в рудах показало, что основное их количество находится в пирите, в котором их доля от общего составляет для селена около 70 %, а теллура почти 90 %. Соответственно оставшаяся часть оказалась в халькопирите, т.е. около 30 % селена и 9 % теллура. Практически только из медного концентрата, т.е. халькопирита извлекается попутно лишь небольшая часть этих элементов. Если селен изоморфно замещает в сернистых минералах серу, то теллур, как правило, замещает в нем селен и очень редко только серу (Кочбулак).

**Кобальт и никель.** Эти элементы, как наиболее халькофильные более чем на 95 % оказались в пирите,

что и привело к тому, что более 80 % кобальта и никеля с пиритом уходят в отходы. Попутно извлекается только не более 2 % кобальта и менее 4 % никеля из находящихся в халькопирите.

Висмут, индий и таллий. Распределение их в сульфидных крайних неравномерное, т.к. висмут, как наиболее халькофильный из них более чем на 90 % был синхронно осажден пиритом; таллий, как менее халькофильный оказался в пирите на 40 %, а наименее халькофильного - индия в пирите зафиксировано всего около 20 %. Такое распределение элементов в пирите привело к тому, что из халькопирита попутно возможно извлечение только индия и частично таллия.

Таким образом, из краткого рассмотрения примерного баланса распределения ценнейших элементов-примесей в главных рудных минералах Кальмакыра вытекают следующие рекомендации и выводы.

**1) Пирит**, как главнейший рудный минерал, составляющий более 80 % от общей их массы, оказался концентратом или носителем почти всех наиболее ценных примесей. Исключение составляют только золото, индий и таллий, которых в пирите менее 50 %. Все остальные примеси представлены в количествах от 60 до 97 % (от рения-осмия-187 до палладия, платины, кобальта, никеля и др.). Следует полагать, что при таких потерях ценных элементов, находящихся в пирите, извлекаемая часть, вероятнее всего, составляет лишь небольшую долю от общих потерь. Исходя из этого, рекомендуется наиболее полное извлечение из руды пирита в отдельный концентрат, который после соответствующей технологии может превратиться в уникальное техногенное месторождение рудного сырья с целью наиболее полного и комплексного извлечения всех ценных элементов. Это тем более необходимо, что подобные технологии существуют и действуют в некоторых странах мира. Очевидно, что в этих технологиях определенная роль должна быть отведена бактериальному выщелачиванию всех элементов из пирита (Канада, Австралия и др.). Пириту, как одному из важнейших минералов-концентратов и носителей многих редких и рассеянных элементов в различных типах эндогенных рудных месторождений посвящено огромное количество специальных исследований [5-10].

**2) Халькопирит** является важнейшим извлекаемым в концентрат минералом, который содержит в себе от общего баланса распределения в руде (в %) - золота - около 50, серебра и селена всего по 30. Все остальные ценные примеси находятся в нем в количествах от 3-5 до 9-10 %. При этом, следует учесть, что халькопирита из руды попадает в специальный медный концентрат не более 80-85 %, что не позволяет этим возместить весьма значительные потери ценнейших элементов, оказавшихся в отходах производства. Следует полагать, что возможно с помощью увеличения доли пирита в медном концентрате с 20-25 до 30 % извлечение редких элементов можно повысить на 5-10 %.

**3) Молибденит**, содержание которого в руде составляет всего 0,003-0,004 % (30-40 г/т), является

уникальным концентратором рения и осмия-187, а также частично селена и теллура. К сожалению, при столь малых содержаниях молибденита в рудах, а также трудно извлекаемых его формах нахождения, потери только при добыче и переработке составляют около 50 %. Уникальная значимость молибденита-концентратора таких элементов как рений и, особенно, возникающий за счет его преобразования изотоп осмия-187, который является наиболее ценным из всех элементов-примесей в рудах Кальмакыра, позволяет рекомендовать проведение специальных комплексных и технологических разработок с целью увеличения его извлекаемости из руд хотя бы еще на 20-25 %, что резко повысит рентабельность работы предприятия. При этом, извлечение молибденита из руд должно происходить не только попутно с получением медного концентрата, а и по специальной технологии для молибденита. Следует также учитывать некоторые геохимические особенности технологического процесса, когда при получении медно-молибденового концентрата из тонкоистертой руды (до 150 меш) определенная часть рения, а также и осмия-187, оказываются в растворенном состоянии. Это может происходить в наибольшей степени при процессах флотации. Это связано с формами нахождения рения и, особенно, осмия-187 в кристаллической структуре молибденита. При этом, если рений изоморфно замещающий молибден в минерале более тесно с ним связан, чем осмий-187, который образуется в минерале за счет процесса превращения одного из двух его изотопов - рения-187 в осмий-187. Возникающий за счет этого превращения осмий-187 значительно менее связан со структурой молибденита и поэтому в большей степени подвержен его выносу, особенно при мокром обогащении (флотация). Все это позволяет предполагать, что содержание осмия-187 в

молибдените до его переработки в технологическом цикле должно быть значительно более высоким, чем в молибдените из концентрата. Данное предположение следует тщательно проверить с целью повышения извлекаемости молибденита, а также его примесей - рения и осмия-187. Возможно, что часть рения и осмия-187, оказавшаяся в растворах (пульпа), может быть осаждена с получением этих элементов после соответствующей обработки в виде готовых продуктов. Это тем более необходимо, что как рений, так и особенно осмий-187, являются наиболее ценными элементами в рудах Кальмакыра.

#### Список литературы:

1. Бадалов С.Т. Минералогия и геохимия эндогенных месторождений Алмалыкского рудного района. Ташкент: Наука, 1965, 275 с.
2. Бадалов С.Т. Геохимические свойства главнейших породо- и рудообразующих элементов. Ташкент: Фан, 1987, 168 с.
3. Бадалов С.Т. Геохимико-технологические исследования как научно-прикладное направление в обогащении и переработке полезных ископаемых. С.-П., Обогащение руд, № 3, 2004, с. 18-21.
4. Королев А.В., Бадалов С.Т. О первичной зональности оруденения в Алмалыкском рудном поле. Геол. рудн. месторожд., № 5, 1959, с. 31-38.
5. Минералы Узбекистана. Ташкент: Фан, т.1, 1975, с. 131, 165 и 189.
6. Бадалов С.Т. Геохимические особенности рудообразующих систем. Ташкент: Фан, 1991, 142 с.
7. Протоцкая З.М. Некоторые данные о пирите из юго-западных отрогов Кураминских гор. Зап. Узб. Отдел. ВМО, в.13, 1959, с. 62-79.
8. Прохоров В.Г. Пирит. Тр. СНИИГТИСа, вып. 103, Красноярск, 1970, 188 с.
9. Цамбел Б., Ярковский Я. Редкие элементы в пиритах колчеданных месторождений Западных Карпат. В кн. Проблемы геохимии, М., Наука, 1965.
10. Fleisher M. Minor elements in some sulfide minerals. Econ. Geol., 1955, pp. 970-1027.

УДК 550

© Смирнова С.К., Козлов В.В., Мансуров М.М., Шамаев О.Т., Михайлова Ю.В., Лузановский А.Г. 2005 г.

## ПЛАТИНОНОСНОСТЬ МЕСТОРОЖДЕНИЙ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ УЗБЕКИСТАНА

Смирнова С.К., Козлов В.В., Мансуров М.М., ст. научные сотрудники Института геологии и геофизики им. Х.М. Абдуллаева АН РУз, кандидаты геол.-минер. наук; Шамаев О.Т., мл. научный сотрудник Института геологии и геофизики им. Х.М. Абдуллаева АН РУз, канд. геол.-минер. наук; Михайлова Ю.В., ст. научный сотрудник Института геологии и геофизики им. Х.М. Абдуллаева АН РУз, канд. геол.-минер. наук; Лузановский А.Г., ведущий инженер-геолог Центрального рудоуправления НГМК, канд. геол.-минер. наук

В последние годы во всем мире стабильно возрастает интерес к металлам платиновой группы, что обусловлено их использованием в различных промышленных отраслях – нефтеперерабатывающей, автомобильной, химической, электронной, химической, медицинской, ювелирной, оборонной, ядерной энергетике, космонавтике. Это позволяет отнести их к ряду стратегического и валютного сырья.

Растущие потребности в платиноидах активизировали геологические поиски на платинометальное сырье, что привело к открытию ряда нетрадиционных месторождений платиноидов. Проводятся также широкомасштабные ревизионные работы для оценки на со-

Растущие потребности в платиноидах активизировали геологические поиски на платинометальное сырье, что привело к открытию ряда нетрадиционных месторождений платиноидов. Проводятся также широкомасштабные ревизионные работы для оценки на со-



держания платиноидов руд золотых, серебряных, полиметаллических, медно-порфировых и других типов месторождений с целью их попутного извлечения.

Классических месторождений платины (Норильского типа или типа Стилутер, Риф Меренского) в Узбекистане нет. Но, имеющиеся публикации и ранние материалы авторов, свидетельствуют о том, что в месторождениях различных металлов и разной генетической принадлежности присутствуют платиноиды в количествах, представляющих интерес для попутного извлечения. Так, на Навоийском горно-металлургическом комбинате при аффинаже золота попутно извлекается палладий. Из медно-молибденовых руд Алмалыкского горнометаллургического комбината возможно промышленное извлечение осмия.

Перспективы Республики Узбекистан на платинометалльное оруденение в последние годы значительно возросли в связи с обнаружением в нескольких регионах мира в различных геологических обстановках промышленные концентрации платиновых металлов в золотых и серебряных месторождениях, локализованных в черносланцевых толщах. Это новый, нетрадиционный тип платинометалльной минерализации, так называемый черносланцевый тип, промышленные месторождения которого стали известны в последние годы в Китае, Канаде, Польше, Австралии. Его особенностью является ассоциация металлов платиновой группы с темными рассланцованными осадочными породами, обогащенными углеродистым веществом. Такие породы часто содержат значительные количества тяжелых металлов, особенно Cu, Ni, Co, V, Mo, U, Au, Zn, Pb, образуя богатые комплексные руды представляющие промышленный интерес [1]. В месторождениях, локализующихся в вулканиках Чаткало-Кураминского региона (эпитермальный тип золото-серебряного оруденения) также установлены содержания платиновых металлов в количествах, представляющих промышленный интерес. В этих месторождениях платиноиды распределяются крайне неравномерно, но также представляют интерес для попутного извлечения. Весьма важным источником платиноидов являются медно-молибденовые месторождения Алмалыкского рудного поля [2]. Их особенностью является присутствие радиогенного изотопа  $^{187}\text{Os}$ , продукта распада  $^{187}\text{Re}$ . Присутствуют в заметных концентрациях также палладий, платина, иридий, рутений, родий. Установлен новый для Узбекистана минерал – теллурид палладия и платины – меренскиит [3].

Целью исследований авторов являлось изучение платиноносности месторождений благородных металлов Узбекистана, выявление минеральных форм нахождения элементов платиновой группы, оценка руд и разработка рекомендаций по попутному извлечению платиноидов на стадии аффинажа золота (рис., табл. 1-20).

Используя различные аналитические методы, следует иметь в виду, что при нейтронно-активационном методе определения платины, палладия и родия мешающими элементами являются алюминий, молиб-

ден, марганец и железо, а для палладия – серебро. Определение платины ведется по нуклиду  $^{198}\text{Pt}$ , но при облучении образуется нуклид золота  $^{198}\text{Au}$ , что необходимо учитывать. Наиболее чувствительным и точным анализом на платину и золото является масс-спектрометрический с индуктивно связанной плазмой, т.к. в этом случае наличие заметных количеств золота не влияет на определение платины [4, 5].

#### *Изученность платинометалльной минерализации в Узбекистане*

Первая находка платины на территории Узбекистана относится к 1912 г., когда промышленником А. Андреевым была выделена самородная платина из шлиха, взятого по Бельдерсаю (Чаткальский хребет) [6]. В 1943 г. старатели находили платину и осмистый иридий в русловых отложениях южного склона Чаткальского хребта. В 1946 г. П. Коновалов обнаружил самородную платину в ассоциации с киноварью и золотом в делювии Кассансая.

Первая находка платиноидов в Западном Узбекистане связана с именем И.Х. Хамрабаева. В 1962 г. он обнаружил в протоколках из хромитовых руд Тамдытау зерна палладистой платины. Платиновая минерализация связана с обильной вкрапленностью хромшпинелидов в серпентинизированных дунитах и перидотитах [7].

В 1964 г. К.М. Кромская и В.В. Баранов обнаружили платину, палладий и родий в сульфидизированных и графитизированных габбро Кульджуктау и амфиболитах Султануиздага [8]. Платиноиды сопровождают медно-никель-кобальтовую минерализацию в основных и ультраосновных породах. Исследователи относят этот тип минерализации к Уральскому типу. В сульфидных концентратах Тасказгана (пирротин + пентландит + халькопирит + герсдорфит + арсенопирит + виоларит) содержание платины составляет 2 г/т, палладия – 0,52 г/т. В Тебинбулакском титаномагнетитовом месторождении К.М. Кромская и В.В. Баранов установили ряд минералов платины – поликсен, куперит и спёррилит, которые образуют включения в пирите и халькопирите. В парагенезисе с платиноидами отмечены титаномагнетит, пирит, халькопирит, борнит, арсеноферрит. Сумма платиноидов в сульфидном концентрате достигает 45 г/т.

В 1966 г. С.Т. Бадалов установил повышенные содержания платиноидов в медно-молибденовом с золотом месторождении Кальмакыр. Он выявил, что платиноиды содержатся в золотоносных пирите и халькопирите. В молибдените из Кальмакыра им впервые установлен осмий, образовавшийся в результате радиоактивного распада  $^{187}\text{Re}$  [2].

Данные о наличии платиноидов в рудах и метасоматитах Мурунтау были получены Г.М. Чеботаревым в 1967 г. Платина и палладий, по его мнению, связаны с сульфидами, особенно с арсенопиритом, но предполагалась также связь их с золотом. Г.М. Чеботаревым была составлена рекомендация о практическом значении платиноидов, которая была принята НГМК.

В 1968 г. Т.С. Тимофеева обнаружила иридий платинистый и иридий осмистый в ассоциации с самородной платиной в шлихе из делювиальных отложений южного склона Чаткальского хребта.

Таблица 1

Результаты микрорентгеноспектрального анализа самородной платины из кварц-хлорит-пирит-гематитовой ассоциации рудопоявления Акбулак, г/т

| Pt    | Pd   | Rh   | Te   | Ag   | Cu   | Сумма  |
|-------|------|------|------|------|------|--------|
| 93,28 | 1,15 | 0,69 | 4,58 | 0,15 | 0,15 | 100,00 |

Примечание: Аналитик Е.Н. Игнатилов, ИГГ АН РУз

Таблица 2

Содержания платиноидов в самородном золоте Кочбулака и Чадака, г/т

| Месторождение, № проб | Pd    | Rh    | Ru    | Ir    | Pt    | Pd/Pt |
|-----------------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| Кочбулак, проба 6731  | 5,585 | 1,162 | 0,863 | 1,086 | 0,858 | 6,5   |
| Чадак, проба 7955     | 0,333 | 0,026 | 0,134 | 0,122 | 0,089 | 3,8   |

Примечание: Анализы выполнены в ИГГ АН РУз на ICP-MS ELAN 6000, аналитик В.В. Козлов; данные С.К. Смирновой и В.В. Козлова

В 1969 г. С.Т. Бадалов выявил содержания палладия в пиритах Кокпатаса и Мурунтау. В 1971 г. Г.М. Чеботаревым, М.М. Мансуровым и И.Х. Хамрабаевым платиноиды были обнаружены в рудах Чармитанского золоторудного месторождения. Одновременно Т.С. Тимофеева выявила платиновую минерализацию на уран-ванадиевых месторождениях Кызылкумов.

Распределение платины, палладия и родия в минеральных ассоциациях сульфидных руд месторождения Кокпатас изучалось Г.М. Шилкиной, которая установила корреляцию в рудах платино-палладиевого отношения с серебром-золотым и предложила использовать эти отношения как генетический признак.

В 1978-1980 гг. Х.Р. Рахматуллаев установил платиноиды в рудах и минералах месторождений Окжетпес, Кокпатас, Косманачи, Даугыз и в ртутных проявлениях Кульджуктау, Косманачи, Бельтау и Тамдытау.

Значительный объем данных по содержаниям платиноидов в рудах и минералах золотых и серебряных месторождений Кызылкумов приведен в Информационной записке, составленной для НГМК Г.М. Чеботаревым, Т.С. Тимофеевой, Х.Р. Рахматуллаевым и М.М. Мансуровым под руководством И.Х. Хамрабаева. Определения проводились пробирно-спектральным методом.

В 1979 г. Л.И. Гурская (ВСЕГЕИ) изучала пробы руд и пород месторождения Мурунтау. По её данным содержания палладия находятся в пределах 0,006-0,035 г/т (среднее 0,019), платины – от следов до 0,15 г/т (среднее 0,057), т.е. содержания платины в рудах в 3 раза выше, чем палладия (метод – атомно-

абсорбционная спектроскопия с концентрацией на сорбенты). Близкие содержания палладия установлены в горючих сланцах Сангрунтау (0,0136 г/т - среднее по 10 образцам) (данные А.А. Кремнецкого [9]).

В 1981 г. Б.Ф. Зленко и Ю.И. Парамонов проанализировали 5 штучных проб окисленных руд из Косманачи. Анализы показали присутствие палладия (от 40 до 420 г/т) и родия (12-42 г/т). Достоверность анализов была оценена весьма высоко, т.к. они выполнялись в ГИРЕДМЕТе, в разных лабораториях, тремя независимыми методами. Этот институт имеет большой опыт изучения платиноидов в рудах норильского месторождения. Для подтверждения этих данных на палладий были проанализированы 26 грунтовых и 53 мономинеральных проб сульфидов и коллективных сульфидных концентратов. Групповые пробы были разделены на три части и анализировались в ГИРЕДМЕТе, ЦНИГРИ и ЦЛ «Ташкентгеологии». Содержания палладия оказались на уровне 0,1-13,0 г/т, а платины – 0,01-0,05 г/т (ГИРЕДМЕТ), лаборатории ЦНИГРИ и ЦЛ вообще не подтвердили в пробах значимых содержаний. Близкие результаты были получены в

1987-1990 гг. Ю.Н. Зверевым, Н.В. Котовым и В.В. Лисогором на месторождении Амантайтау. На Pt и Pd были проанализированы 500 проб в ИМГРЭ, Ленинградском Университете и ИЯФ АН РУз. Среднее содержание палладия не превышало в руде 0,002, а во флотоконцентрате 0,006 г/т.

Эти результаты вызывают как значительный интерес, так и некоторые сомнения в их надежности, поэтому они не должны быть оставлены без тщательной проверки и исследований на новом уровне с применением наиболее современных методов анализа.

В 1992-1995 гг. в Институте минеральных ресурсов (ИМР) были выполнены исследования по теме: «Оценка перспектив Узбекистана на платиноиды» (авторы: А.Г. Лузановский, С.К. Смирнова, Ю.В. Михайлова, Н.М. Артёмова). Эта работа позволила получить представление о состоянии изученности платиноидов в Узбекистане и выявила ряд проблем, связанных с недостаточной изученностью элементов платиновой группы (ЭПГ), что в значительной мере обусловлено состоянием аналитической базы.

Начало 90-х годов ознаменовалось в геологии стран СНГ платиновым «бумом». Традиционные представления о связи промышленных платинометаллических месторождений с ультрамафит-мафитовыми расслоенными интрузиями, с медно-никелевыми, хромитовыми и титан-магнетитовыми месторождениями обогатились данными о новых, нетрадиционных типах платинометаллического оруденения в золотых и серебряных месторождениях, локализованных в черносланцевых толщах, а также в медистых песчаниках среди красноцветных отложений [6, 7, 8, 10] (Ермолаев и др., 1994; Полуар-

шинов, Константинов, 1994; Образцов, Лузановский,

*Платиноносность золотосеребряных месторождений Восточного Узбекистана*

Таблица 3

Содержания платиноидов в сульфидных концентратах Кочбулака и Чадака, г/т

| Месторождение, № проб                           | Pd    | Pt     | Ru    | Rh    | Ir    | Os      | Au     | Ag      | Pd/Pt |
|-------------------------------------------------|-------|--------|-------|-------|-------|---------|--------|---------|-------|
| Кочбулак, 10302                                 | 0,456 | 0,003  | 0,154 | 0,626 | 0,004 | 0,001   | 49,7   | 885,7   | 133,3 |
| Кочбулак, 30120                                 | 0,001 | 0,009  | 0,064 | 0,353 | 0,006 | 0,001   | 3650,8 | 877,9   | 0,09  |
| Кочбулак, 30068                                 | 0,053 | 0,010  | 0,063 | 0,588 | 0,002 | 0,001   | 161,3  | 690,6   | 5,18  |
| Кочбулак, 30026                                 | 0,530 | 0,007  | 0,032 | 0,252 | 0,001 | 0,001   | 8,6    | 288,9   | 79,8  |
| Кочбулак, MVD                                   | 6,23  | 1,98   | <0,01 | 0,24  | 0,001 | He опр. | 501,91 | 1141,9  | 3,14  |
| Кочбулак, 30120 (королек)                       | 0,3   | 0,068  | 0,050 | 0,880 | 0,040 | He опр. | 222068 | -       | 4,41  |
| Чадак, шт.42, отвал                             | 0,003 | 0,008  | 0,024 | 0,050 | 0,000 | 0,000   | 31,97  | 1646,49 | 0,37  |
| Чадак, шт.51, отвал, концентрат                 | 0,393 | 0,011  | 0,196 | 0,914 | 0,001 | 0,001   | 287,59 | 1539,06 | 35,7  |
| Чадак, 13254, руда                              | 0,000 | 0,007  | 0,362 | 1,679 | 0,001 | 0,001   | 1,326  | 290,24  | -     |
| Чадак, 15582, руда                              | 0,000 | 0,004  | 0,040 | 0,016 | 0,002 | 0,001   | 7,683  | 18,58   | -     |
| Чадак, 13532, порода                            | 0,12  | <0,001 | 0,000 | 0,060 | 0,001 | He опр. | 1,70   | 4,04    | -     |
| Чадак, хвосты, гравиконцентрат                  | 0,24  | 0,018  | 0,000 | 0,020 | 0,002 | 0,000   | 1,47   | 15,90   | 13,3  |
| Чадак, хвосты, тяж. фракция из гравиконцентрата | 0,653 | 0,012  | 0,066 | 0,026 | 0,005 | 0,001   | 0,153  | 7,87    | 54,0  |

Примечание: Анализы выполнены в ИГГ АН РУз на ICP-MS ELAN 6000, аналитик В.В. Козлов; анализы проб из Чадака и Кочбулака – данные С.К. Смирновой и В.В. Козлова

1994; Coveney, Nansheng, 1991).

Платиноиды в черных сланцах в настоящее время установлены во многих районах мира. Аномальные концентрации их обнаружены в верхнепротерозойских сланцах Чешского массива. Платиновая минерализация в связи с черносланцевой формацией выявлена в девяти провинциях Южного Китая. Протяженность платиноносного пояса превышает 2000 км, а мощность рудоносного слоя колеблется от 2-15 до 35 см. Минерализованный слой обогащен сульфидами молибдена, никеля, цинка, а также мышьяком и органическим веществом. Содержание платины в среднем 0,3 г/т, палладия – 0,38 г/т [11]. (Coveney et al., 1981). Протяженность рудоносной пачки в среднедевонских сланцах Юкона (Канада) – 15 км, мощность – до 10 м. В них установлены содержания никеля (5,5 %), молибдена (0,24 %), платины (0,7 г/т), палладия (0,9 г/т), рения (45 г/т) (Полуаршинов, Константинов, 1994). В Северной Австралии платино-золото-урановая минерализация связана не с самими черными сланцами, а с осадочной полимиктовой брекчией, обломки которой представлены черными сланцами, кварцевыми песчаниками, риолитами и вулканокластическим материалом в граувакковой цементирующей матрице. Рудная зона содержит в среднем золота – 5,12 г/т; палладия – 1,3 г/т; платины – 0,62 г/т. Прогнозные ресурсы золотоплатиновых руд оценены в 1 млн т [1]. Промышленные концентрации ЭПГ в связи с уран-ванадиевыми рудами в черных сланцах известны в Карелии, Россия (месторождение Падма) и в золотых рудах Сухого Лога (Прибайкалье) (там же).

Данные о платиноидах и их парагенезисах в Тянь-Шане имеются в работах Р.Г. Юсупова, Т.С. Тимофеевой и М.М. Мусаевой, а также [12] Р.Г. Юсупова, Т.С. Тимофеевой и Я.М. Рафикова (2001), где упоминается о находке платиноидов на месторождении пятиэлементной формации Актепа.

Золотосеребряные месторождения Восточного Узбекистана (Чадак, Кочбулак, Кызылалмасай и ряд более мелких объектов) согласно существующим классификациям можно отнести к группе малоглубинных вулканогенных рудных формаций.

Для Чаткало-Кураминского региона особенностью является их относительно древний возраст (верхний палеозой).

Для вулканогенных месторождений характерны некоторые особенности структур, текстур и минералогического состава. Благодаря тому, что минералообразование происходило недалеко от поверхности, для руд характерны крустификационные, полосчатые и гребенчатые текстуры. Наблюдаются пластинчатые кварцы и кальциты, иногда покрытые мелкими кристаллами адуляра. Часто встречается брекчирование. Форма залегания рудных тел – жильная, штокервовая, трубчатая, межформационные залежи под непроницаемыми покровами лав или рудные столбы.

Вулканогенные месторождения отличаются значительным разнообразием, отражающим сложные условия их формирования в верхних уровнях земной коры, где резкие изменения физико-химических параметров приводят к отложению руд и сопровождающих их оклорудных метасоматитов. Это разнообразие обусловило отсутствие общепринятой классификации, охватывающей все многочисленные проявления минерализации вулканогенного типа. Наиболее часто в числе ведущих классификационных признаков используются особенности минерального состава месторождений, в частности степень сульфидности и типоморфные минеральные ассоциации (Н.В. Петровская, 1960; А.А. Малахов, 1969). По этим признакам все золотосеребряные месторождения Чаткало-Кураминского региона отчетливо подразделяются на две группы:

1. Убогосульфидные рудные формации:

✦ Адуляр-карбонат-кварц-золоторудная (электрум) формация (Чадак, Школьное, Реваште, Кызылчеку, Бичанзор);

✦ Кварц-пирит-золоторудная (электрум) (Кызылал-масай).

2. Умеренносульфидные рудные формации:

✦ Кварцево-сульфидная с теллуридами, золото-

рудная (Кочбулак, Кайрагач);

✦ Кварцево-сульфидная, золоторудная (Актурпак, Акчасай, Опарсай).

Поиски элементов группы платины традиционно ориентировались на магматические мафит-ультрамафитовые комплексы. Однако, изучение геохимических циклов платины и золота приводит к заключе-

Таблица 4

**Содержания благородных элементов в пиритах из золотосеребряных месторождений  
Чаткало-Кураминского региона, г/т**

| Месторождение,<br>№№ проб       | Минеральная<br>ассоциация           | Pd    | Pt     | Ru    | Rh    | Ir    | Au     | Ag     |
|---------------------------------|-------------------------------------|-------|--------|-------|-------|-------|--------|--------|
| Чадак, 10013                    | Пирит-серицитовый метасоматит       | 0,282 | 0,027  | 0,000 | 0,864 | 0,028 | 371,14 | 66,38  |
| Чадак, 10023                    | Кварц-адулярная ассоциация          | 0,271 | 0,009  | 0,011 | 0,082 | 0,016 | 26,41  | 106,60 |
| Чадак, 10180                    | Кварц-пирит-гематитовая ассоциация  | 0,106 | 0,010  | 0,013 | 0,046 | 0,011 | 0,38   | 19,37  |
| Чадак, Мазар, 10632             | Кварц-пирит-гематитовая ассоциация  | 0,161 | 0,014  | 0,008 | 0,007 | 0,016 | 0,28   | 0,48   |
| Чадак, Ю.Пирмираб, 11883        | Кварц-пирит-гематитовая ассоциация  | 0,486 | 0,038  | 0,000 | 0,026 | 0,016 | 2,89   | 18,27  |
| Чадак, Акбулак, шт.43, 12284    | Кварц-пирит-гематитовая ассоциация  | 0,163 | 0,010  | 0,011 | 0,007 | 0,014 | 0,43   | 1,58   |
| Чадак, Акбулак, 12556           | Пирит в монокварцитах               | 1,044 | 0,028  | 0,004 | 0,031 | 0,033 | 0,45   | 4,08   |
| Чадак, Акбулак, 12604           | Пирит в метасоматитах               | 0,646 | 0,021  | 0,001 | 0,018 | 0,036 | 0,84   | 1,27   |
| Чадак, Акбулак, 13224           | Пирит-кварц-хлоритовый метасоматит  | 0,259 | 0,012  | 0,014 | 0,024 | 0,037 | 22,16  | 91,29  |
| Чадак, Акбулак, 13316           | Пирит-кварц-хлоритовый метасоматит  | 0,500 | 0,018  | 0,011 | 0,013 | 0,046 | 0,49   | 1,36   |
| Чадак Акбулак, 13321            | Пирит-кварц-серицитовый метасоматит | 0,617 | 0,015  | 0,007 | 0,026 | 0,026 | 0,26   | 1,20   |
| Чадак, Акбулак, 13321-А         | Пирит-кварц-серицитовый метасоматит | 0,948 | 0,017  | 0,011 | 0,019 | 0,071 | 0,50   | 2,22   |
| Чадак, Ю.Пирмираб, шт.51, 13513 | Пирит-кварц-серицитовый метасоматит | 0,601 | 0,024  | 0,001 | 0,015 | 0,051 | 1,44   | 3,52   |
| Чадак, Ю.Пирмираб, шт.51, 13532 | Пирит-кварц-серицитовый метасоматит | 0,235 | 0,025  | 0,016 | 0,031 | 0,078 | 0,94   | 2,75   |
| Чадак, Ю.Пирмираб, шт.51, 13566 | Пирит-кварц-серицитовый метасоматит | 0,254 | 0,014  | 0,019 | 0,017 | 0,084 | 0,91   | 23,39  |
| Чадак, Ю.Пирмираб, скв., 14024  | Пирит-кварц-серицитовый метасоматит | 0,819 | 0,022  | 0,005 | 0,016 | 0,019 | 1,01   | 6,81   |
| Чадак, Ю.Гузаксай, скв., 13901  | Пирит-кварц-гематитовая ассоциация  | 0,187 | 0,005  | 0,040 | 0,040 | 0,000 | 0,260  | 225,07 |
| Чадак, Ю.Пирмираб, скв., 13477  | Пирит-кварц-серицитовый метасоматит | 0,100 | 0,017  | 0,020 | 0,030 | 0,000 | 0,49   | 59,17  |
| Чадак, Акбулак, 13218           | Пирит-кварц-гематитовая ассоциация  | 0,110 | 0,008  | 0,010 | 0,000 | 0,000 | 0,55   | 368,20 |
| Чадак, Ю.Пирмираб, 11869        | Пирит-кварц-серицитовый метасоматит | 3,88  | 0,25   | 0,010 | 0,010 | 0,005 | 0,04   | 16,66  |
| Чадак, Джулайсай, 11670         | Пирит-кварц-серицитовый метасоматит | 0,010 | 0,015  | 0,010 | 0,000 | 0,000 | 2,11   | 6,03   |
| Чадак, Дальнее, 11645           | Пирит-кварц-серицитовый метасоматит | 0,050 | 0,004  | 0,020 | 0,010 | 0,000 | 0,29   | 2,26   |
| Чадак, Дальнее, +скв., 11629    | Пирит-кварц-серицитовый метасоматит | 0,030 | 0,040  | 0,020 | 0,010 | 0,000 | 1,40   | 12,90  |
| Чадак, Дальнее, скв., 11616     | Пирит-кварц-серицитовый метасоматит | 0,010 | 0,013  | 0,010 | 0,000 | 0,000 | 0,03   | 0,33   |
| Лашкерек                        | Пирит                               | 1,540 | 0,035  | 0,000 | 0,484 | 0,036 | 0,38   | 40,54  |
| Н.Сарыкол, скв., 20604          | Кварц-серицит-пиритовый метасоматит | 0,878 | 0,083  | 0,020 | 0,048 | 0,059 | 2,23   | 7,72   |
| Н.Сарыкол, скв., 20721          | Кварц-серицит-пиритовый метасоматит | 1,401 | 0,033  | 0,021 | 0,050 | 0,175 | 5,44   | 3,25   |
| Н.Сарыкол, скв., 20875          | Кварц-серицит-пиритовый метасоматит | 1,867 | 0,102  | 0,027 | 0,071 | 0,393 | 8,73   | 2,11   |
| Н.Сарыкол, скв., 20672          | Кварц-серицит-пиритовый метасоматит | 0,360 | <0,001 | 0,020 | 0,030 | 0,008 | 0,79   | 4,01   |

*Примечание:* Анализы выполнены в ИГГ АН РУз на ICP-MS ELAN 6000, аналитик В.В. Козлов; анализы проб из Чадака, Н.Сарыкола, Лашкерек и Кочбулака – данные С.К. Смирновой и В.В. Козлова

нию, что существенные количества платиноидов

Как было отмечено выше, основным минералом-

Таблица 5

## Содержания благородных металлов в сульфидах, г/т

| Месторождение, №№ проб, минерал | Pd    | Pt     | Ru    | Rh    | Os    | Ir    | Au    | Ag     |
|---------------------------------|-------|--------|-------|-------|-------|-------|-------|--------|
| Лашкерек, 1442, халькопирит     | 0,102 | 0,000  | 0,110 | 0,00  | 0,001 | 0,002 | 0,09  | 846,8  |
| Лашкерек, 1423, борнит          | 0,000 | 0,0013 | 0,21  | 0,00  | 0,002 | 0,000 | 0,14  | 194,9  |
| Кочбулак, 10305, блеклая руда   | 0,000 | 0,0013 | 0,08  | 0,00  | 0,001 | 0,004 | 100,5 | 89,16  |
| Кочбулак, 10313, блеклая руда   | 0,000 | 0,0033 | 0,25  | 0,00  | 0,003 | 0,010 | 64,74 | 330,18 |
| Кочбулак, 30001, блеклая руда   | 0,000 | 0,0016 | 0,23  | 0,00  | 0,002 | 0,004 | 3,26  | 469,39 |
| Лашкерек, 994, сфалерит         | 3,039 | 0,0033 | 0,27  | 0,00  | 0,002 | 0,000 | 0,13  | 161,93 |
| Лашкерек, 1691-1, сфалерит      | 0,000 | 0,0082 | 0,19  | 0,00  | 0,000 | 0,000 | 0,06  | 25,78  |
| Чадак, 11685, сфалерит          | 0,000 | 0,0039 | 0,18  | 0,00  | 0,000 | 0,000 | 0,59  | 856,31 |
| Чадак, 13572, сфалерит          | 0,000 | 0,0083 | 0,27  | 0,00  | 0,000 | 0,001 | 0,11  | 37,69  |
| Чадак, 11856-1, сфалерит        | 0,000 | 0,0040 | 0,10  | 0,00  | 0,000 | 0,000 | 2,54  | 14,05  |
| Кочбулак, 6678, сфалерит        | 0,00  | 0,032  | 0,00  | 0,382 | 0,00  | 0,001 | 0,84  | 547,67 |
| Лашкерек, 1428, сфалерит        | 0,000 | 0,0082 | 0,15  | 0,00  | 0,00  | 0,000 | 0,10  | 75,40  |

Примечание: Анализы выполнены в ИГГ АН РУз на ICP-MS ELAN 6000, аналитик В.В. Козлов; анализы проб из Чадака, Лашкерек и Кочбулака – данные С.К. Смирновой и В.В. Козлова

Таблица 6

## Химический состав меренскиита (вес. %) из молибденитового концентрата АГМК

| Pd    | Pt   | Au   | Cu    | Te    | S    | Se    | Sb   |
|-------|------|------|-------|-------|------|-------|------|
| 28,11 | 0,93 | 0,03 | 0,34  | 69,90 | 0,33 | 0,03  | 0,29 |
| 26,80 | 1,10 | 0,15 | 0,46  | 68,56 | 0,49 | 0,10  | 0,33 |
| 26,60 | 0,79 | 0,21 | 0,36  | 70,75 | 0,34 | 0,009 | 0,36 |
| 27,52 | 1,23 | -    | 0,35  | 69,25 | 0,32 | 0,01  | -    |
| 27,10 | 1,00 | -    | 0,36  | 69,09 | 0,34 | 0,12  | -    |
| 28,21 | 1,33 | -    | 0,38  | 70,27 | 0,37 | -     | -    |
| 27,35 | 1,53 | -    | 0,22  | 71,08 | 0,48 | -     | -    |
| 26,14 | -    | -    | 1,008 | 70,53 | -    | -     | -    |
| 26,49 | -    | -    | 1,37  | 70,91 | -    | 0,2   | -    |
| 30,52 | -    | -    | -     | 69,48 | -    | -     | -    |

Примечание: Данные В.В. Козлова и О.Т. Шамаева

Таблица 7

## Состав самородного золота из сростков с меренскиитом (вес.%)

| №№ | Pd   | Au    | Cu   | Ag    |
|----|------|-------|------|-------|
| 1  | -    | 79,80 | 0,28 | 19,92 |
| 2  | 0,58 | 90,50 | 2,36 | 6,55  |
| 3  | -    | 92,48 | 1,63 | 5,89  |

Примечание: Анализы выполнены В.В. Козловым и О.Т. Шамаевым с помощью электронно-зондового микроанализатора JEOL JXA-8800R; прочерк – элемент не обнаружен. Материал для изучения предоставлен Л.К. Уздебасовой

могут оставаться не выявленными в других типах месторождений, в частности в таких, которые образовались из гидротермальных флюидов при температурах ниже 400°C. Предпринятые нами исследования золотых руд, рудных концентратов и мономинералов из золотосеребряных месторождений вулканогенного типа Чаткало-Кураминского региона позволили получить данные о присутствии платиноидов в виде изоморфной примеси в главных рудных минералах в количествах, представляющих промышленный интерес для попутного извлечения.

Изучалось распределение платиноидов в рудах, минералах и сульфидных концентратах из Кочбулака, Чадака, Кызылалмаса (табл. 1, 2, 3). Золото является минералом-концентратором ЭПГ. Минерал-носитель платиноидов – пирит [7, 8, 10, 11].

В результате работ 2004 г. на рудопроявлении Акбулак (Чадакское рудное поле) в кварц-хлорит-пирит-гематитовой ассоциации обнаружена самородная платина в виде зерна размером 1 мкм – включения в пирите. Обнаружены примеси в платине: Pd, Rh, Te, Ag, Cu. Состав платины приведен в табл. 1.

носителем платиноидов (главным образом, палладия) для Чадакского рудного поля и Нижнесарыкольской рудной зоны (Гавасайская площадь) является пирит. Повышенные содержания этого элемента наблюдаются в пиритах из кварц-хлорит-гематитовой ассоциации и в кварц-серицит-пиритовых околосильных метасоматитах. Результаты анализов пиритов из вулканогенных месторождений Чаткало-Кураминской зоны приводятся в табл. 4.

В других сульфидах из вулканогенных золотосеребряных и сереброполиметаллических месторождений платиноиды встречаются спорадически в небольших количествах. Закономерностей в их распределении не наблюдается (табл. 5).

#### Платиноносность медно-молибден-порфировых месторождений

Повышенные содержания платиноидов в медно-молибденовых с золотом рудах Кальмакыра еще в 1966 г. установил С.Т. Бадалов. В дальнейшем он выявил, что платиноиды содержатся в золотоносных пирите и халькопирите. В молибдените из Кальмакыра им впервые установлен осмий, точнее радиогенный

изотоп осмия -  $^{187}\text{Os}$ , образовавшийся в результате радиогенного распада  $^{187}\text{Re}$ .

Формы нахождения. Палладий и платина в медно-

кальными по содержанию радиогенного  $^{187}\text{Os}$ . В природе изотопы осмия образовались в результате двух различных процессов. Изотопы 184, 186, 188, 189,

Таблица 8

Изотопный состав осмия, полученного из молибденитового концентрата Алмалыкского горнометаллургического комбината

| Изотоп осмия | Относительная распространенность осмия из Алмалыка, % | Обычный осмий: относительная распространенность, % |
|--------------|-------------------------------------------------------|----------------------------------------------------|
| 186          | 0,001                                                 | 1,59                                               |
| 187          | 99,93                                                 | 1,64                                               |
| 188          | 0,01                                                  | 13,3                                               |
| 189          | 0,01                                                  | 16,1                                               |
| 190          | 0,02                                                  | 26,4                                               |
| 192          | 0,03                                                  | 41,0                                               |

Примечание: Анализы выполнены в ИГГ АН РУз, на ICP-MS ELAN 6000, аналитик В.В. Козлов

порфиновых рудах Алмалыка находятся, в основном, в виде изоморфных примесей в пирите, халькопирите и молибдените, но в 1999 г. В.В. Козловым и О.Т. Шамаевым в молибденитовом концентрате АГМК был обнаружен теллурид палладия с примесью платины – меренскиит -  $(\text{Pd,Pt})\text{Te}_2$ . Минерал представлен ограненным кристаллом в сростании с самородным золотом высокой пробы (рис.). Диагностика минерала подтверждена анализом с помощью высокоразрешающего волнового спектрометра, количественный анализ минерала выполнен с помощью ЭДС Link ISIS-300 (табл. 6, 7). Ранее этот минерал был известен лишь в рудах платиноносных медно-никелевых месторождений. Алмалыкский меренскиит отличается отсутствием (либо крайне низким) содержания висмута, в то время как висмут очень характерен для этого минерала из других месторождений.

В отдельных зернах меренскиита отмечены примеси иридия (до 0,02-0,04 % и родия (до 0,02 %). Остальные платиноиды не обнаружены. Наиболее вероятный источник меренскиита, также как и теллуридов золота – золотоносные кварц-сульфидные прожилки и жилы в бортах Алмалыкского карьера.

Находка меренскиита имеет большое значение, т.к. во-первых, свидетельствует о принципиальной возможности получения обогащенного палладием концентрата благодаря хорошей флотуемости теллуридов, а во-вторых, о возможном нахождении собственно палладиевой минерализации в Алмалыкском районе. Необходимо провести ревизионные поиски и опробование в первую очередь линейных жильных зон Актурпакского типа, выявленных в бортах карьера.

Кроме палладиево-платиновой минерализации медно-молибденовые руды Алмалыка являются уни-

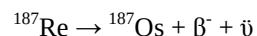
Таблица 9

Содержания благородных металлов в золотых рудах месторождения Мурунтау (в г/т)

| №№ образца | Pd    | Pt    | Au    | Ag    |
|------------|-------|-------|-------|-------|
| 5504       | 0,446 | 0,056 | 8,00  | 16,60 |
| 5113       | 0,200 | 0,002 | 4,10  | 5,80  |
| 5232a      | 0,230 | 0,001 | 5,00  | 9,50  |
| 5202a      | 0,190 | 0,001 | 3,70  | 8,20  |
| 5552       | 0,016 | 0,001 | 3,50  | 6,20  |
| 5446       | 0,730 | 0,065 | 7,00  | 21,00 |
| 5130       | 0,280 | 0,005 | 43,38 | 58,13 |

Примечание: Данные М.М. Мансурова и А.А. Абдувахובה, анализы выполнены в ИГГ АН РУз на ICP-MS ELAN 6000, аналитик В.В. Козлов

190, 192 и часть 187 возникли при первичном нуклеосинтезе. Другая часть изотопа 187 образовалась в результате бета-распада одного из изотопов рения по схеме:



где  $\beta^-$  - электрон, а  $\bar{\nu}$  - антинейтрино.

Таблица 10

Содержания золота и ЭПГ в углеродсодержащих породах и рудах Мурунтау (г/т)

| № образца | Характеристика пробы                         | Au           | Pd           | Pt  | Rh   |
|-----------|----------------------------------------------|--------------|--------------|-----|------|
| MP-3      | Графитовый тектонит с обломками кварца       | 0,67<br>0,69 | 1,01<br>0,85 | 1,8 | 0,11 |
| MP-4      | Окварцованный углеродистый алевролит         | 0,26<br>0,17 | 1,1<br>0,0   | 4,2 | 0,04 |
| MP-6      | Кварц с сульфидами в углеродистом алевролите | 0,17<br>0,08 | 0,0<br>0,09  | 0,7 | 0,02 |
| MP-13     | Углеродистый алевролит                       | 0,66<br>0,53 | 0,0<br>0,06  | 0,0 | 0,07 |

Примечание: Материалы А.И. Образцова, по данным ИЛС РАН (Москва)

Таблица 11

Содержания элементов платиновой группы в корольках пробирной плавки золотых руд месторождения Марджанбулак (г/т)

| № образца | Pd    | Pt    | Ru   | Rh   | Ir   | Au    |
|-----------|-------|-------|------|------|------|-------|
| 40051     | 2,45  | 2,04  | 0,00 | 0,05 | 0,23 | 88969 |
| 40051a    | 5,50  | 3,73  | 0,00 | 0,27 | 0,47 | 93073 |
| 40136     | 2,11  | 1,67  | 0,00 | 0,05 | 0,09 | 51994 |
| 40382     | 4,64  | 2,88  | 0,03 | 0,10 | 0,25 | 57863 |
| 40390     | 59,59 | 29,39 | 0,29 | 0,27 | 1,25 | 2241  |
| 0402      | 54,04 | 44,04 | 0,00 | 0,46 | 1,42 | 3827  |
| 45000     | 2,90  | 3,10  | 0,01 | 0,07 | 0,05 | 7388  |
| 45022     | 34,24 | 42,70 | 0,00 | 0,26 | 1,57 | 5187  |
| 45070     | 1,59  | 0,78  | 0,00 | 0,14 | 0,07 | 33451 |

Примечание: Анализы выполнены в ЦЛ Госкомгеологии пробирно-спектральным методом. Навеска руды-25 г



Обычный (нерадиоогенный) осмий образует концентрации совместно с элементами платиновой группы

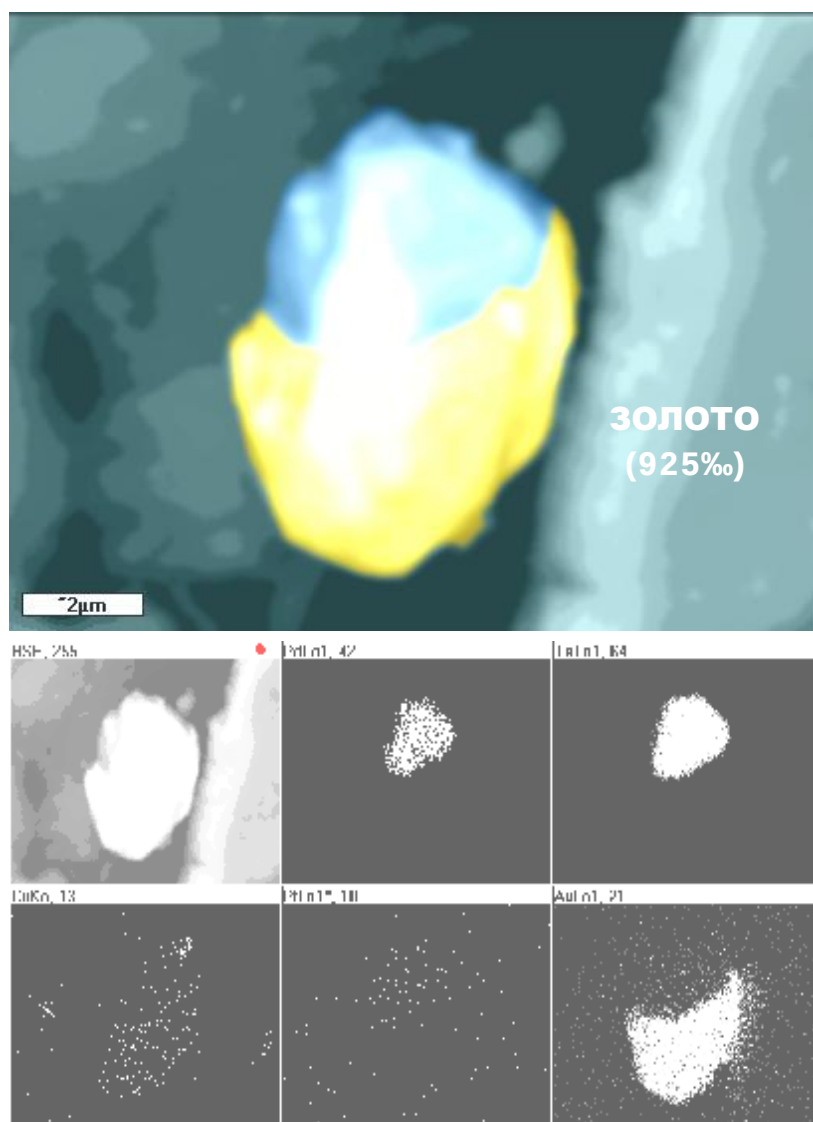


Рис. Срастание меренкиита ( $\text{PdTe}_2$ ) с самородным золотом в молибденитовом концентрате АГМК. Снимок в отраженных электронах и характеристическом рентгеновском излучении Pd, Te, Cu, Pt и Au. Увеличение 9000 $\times$ . Микроаналитический комплекс JEOL JXA-8800R, оператор В.В. Козлов

в медно-никелевых месторождениях магматического происхождения, из которых и добывается основное количество осмия в мире.  $^{187}\text{Os}$ , как продукт радиоактивного распада  $^{187}\text{Re}$ , накапливается в ренийсодержащих минералах, таких, как молибденит. В результате возникают природные образования, резко обогащенные изотопом  $^{187}\text{Os}$ . В Узбекистане имеются только радиогенные изотопы  $^{187}\text{Os}$ . Все они сконцентрированы в медно-молибденовых рудах Алмалыкского рудного поля.  $^{187}\text{Os}$  накопился в них в результате радиоактивного распада за время существования этих месторождений – около 300 млн лет. Осмий, выделенный из молибденитового концентрата алмалыкскими технологами, был проанализирован В.В. Козловым в 1998 г. с помощью ICP масс-спектрометра ELAN-6000. Содержание в

нем изотопа  $^{187}\text{Os}$  составило более 99,9 % (табл. 8).

По данным [7] А.Х. Туресебекова (2001), в чистом молибдените содержится до 4,6 г/т  $^{187}\text{Os}$ , который присутствует там, по-видимому, в виде изоморфной примеси. Кроме того, он может входить в состав ренийевых минералов: метастабильной фазы  $\text{MoReS}_2$  и сульфида рения – жесказганита  $-\text{ReS}_2$  (там же).

Присутствие радиогенного изотопа  $^{187}\text{Os}$  характерно также для медно-молибденовых руд Казахстана (месторождения Коунрад, Бошекуль, Актогай и др.), а также для медистых песчаников Жесказгана – Желанды, где объемы осмийсодержащих медных руд превышают 200 млн т [8].

#### Платиноносность золоторудных месторождений Западного Узбекистана

По данным Г.М. Чеботарева, Т.С. Тимофеевой, Х.Р. Рахматуллаева и М.М. Мансурова (1982), которые изучали распределение платиноидов в ряде золотых и серебряных месторождений Кызылкумского региона на большом материале проб пород, руд и минералов, можно заключить следующее. Золоторудные месторождения региона характеризуются околосларковыми и в ряде случаев повышенными (до 10 и более сларков) содержаниями платиноидов. Палладий, как правило, преобладает над платиной. Повышенные содержания платиноидов характерны для участков, обогащенных сульфидами, а также ванадием, молибденом, селеном.

В пиритах присутствуют платина и палладий, в количествах, не превышающих 0,15 г/т. Арсенопириты накапливают только палладий и его количество выше, чем в пиритах. Кварцы характеризуются низкими концентрациями платиноидов.

В самородном золоте платиноиды встречаются редко и в малых количествах.

Таблица 12

Содержания элементов платиновой группы в самородном золоте месторождения Марджанбулак (в г/т)

| № образца | Pd    | Pt    | Ru    | Rh    | Ir    | Pd/Pt |
|-----------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| 40036     | 0,963 | 0,211 | 0,349 | 0,037 | 0,268 | 4,6   |
| 40054     | 0,461 | 0,170 | 0,251 | 0,045 | 0,200 | 2,7   |
| 40137     | 0,289 | 0,106 | 0,136 | 0,012 | 0,082 | 2,7   |

Примечание: Анализы выполнены в ИГГ АН РУз на ICP-MS ELAN 6000, аналитик В.В. Козлов

Таблица 13

Содержания благородных металлов в первичных золотых рудах месторождения Марджанбулак (г/т)

| № образца | Pd    | Pt    | Ru      | Rh      | Os      | Ir    | Au     | Ag     |
|-----------|-------|-------|---------|---------|---------|-------|--------|--------|
| 45040     | 0,41  | 0,020 | 0,00    | 0,04    | 0,001   | 0,002 | 0,43   | 39,77  |
| 45062a    | 0,00  | 0,044 | 0,04    | 1,18    | 0,000   | 0,002 | 109,90 | 74,91  |
| 45036     | 0,00  | 0,012 | 0,01    | 0,09    | 0,000   | 0,001 | 2,78   | 123,78 |
| 45071     | 0,00  | 0,045 | 0,01    | 0,76    | 0,000   | 0,000 | 13,48  | 87,29  |
| 45063     | 0,11  | 0,004 | 0,01    | 0,03    | 0,000   | 0,000 | 1,63   | 38,09  |
| 45062     | 0,00  | 0,024 | 0,01    | 0,11    | 0,001   | 0,002 | 12,47  | 132,82 |
| 40396     | 0,49  | <0,01 | 0,00    | 0,02    | Не опр. | 0,007 | 0,20   | 26,5   |
| 40064     | 3,75  | <0,01 | 0,02    | 0,22    | Не опр. | 0,008 | 5,4    | 1497,0 |
| 40399     | 1,03  | <0,01 | 0,01    | 0,03    | Не опр. | 0,011 | 0,2    | 117,1  |
| 45012     | 0,491 | 0,095 | Не опр. | Не опр. | Не опр. | 0,040 | 258,47 | 3351,9 |
| 45023     | 0,308 | 0,085 | Не опр. | Не опр. | Не опр. | 0,018 | 0,95   | 93,54  |
| 45033     | 0,045 | 0,101 | Не опр. | Не опр. | Не опр. | 0,024 | 18,91  | 2312,4 |

Примечание: Анализы выполнены в ИГГ АН РУз масс-спектрометрическим анализом, аналитик В.В. Козлов; пробы 40399-45033 – флотоконцентраты углеродсодержащих руд

Приведенные данные основаны на результатах пробирно-спектрального анализа.

В 1989-1991 гг. Л.И. Гурская на значительном объеме аналитических исследований по специальной методике ВСЕГЕИ приводит данные для Мурунтау, которые на порядок превышают вышеупомянутые. Так,

в углеродсодержащих сланцах с сульфидами, где высока концентрация углерода (3,8 %), выявлено: Pt – 0,19 г/т, Pd – 0,27 г/т; в метасоматитах штокерковых тел – Pt – 0,38-0,80 г/т, Pd – 0,28-0,75 г/т; в сульфидных кварцевых жилах – Pt – 0,1-0,3 г/т, Pd – до 1,5 г/т (Гурская, 2000).

Эти значения хорошо согласуются с нижеследующими данными авторов (табл. 9).

Результаты определений золота и платиноидов в углеродсодержащих породах и рудах из Мурунтау были любезно предоставлены А.И. Образцовым. Пробы проанализированы в Институте литосферы РАН (табл. 10). Данные по месторождению Марджанбулак представлены в табл. 11-13.

Приведенные данные свидетельствуют о целесообразности попутного извлечения платиноидов в процессе аффинажа золота.

Содержания ЭПГ также отмечалось в рудах и метасоматитах месторождения Косманачи (табл. 14).

Таблица 14

Содержания благородных элементов в рудах и метасоматитах месторождения Косманачи, г/т

| № образца | Характеристика пробы                                | Au      | Ag      | Pt    | Pd   |
|-----------|-----------------------------------------------------|---------|---------|-------|------|
| 35КА      | Кварц крупнокристаллический                         | 5,0     | Не опр. | 0,5   | 2,5  |
| 48КА      | Кварц с пиритом                                     | 0,16    | Не опр. | 0,3   | 2,8  |
| 52        | Кварц крупнозернистый, ожелезненный                 | 1,1     | Не опр. | 0,5   | 3,8  |
| 53        | Кварц сливной                                       | Не опр. | Не опр. | 0,2   | 0,3  |
| 61        | Кварц с серицитом                                   | Не опр. | Не опр. | 0,28  | 0,6  |
| 137б      | Кварц с графитом и сульфидами                       | Не опр. | Не опр. | 0,52  | 1,0  |
| 137а      | Графитизированный сланец с сульфидами               | Не опр. | Не опр. | 0,15  | 0,6  |
| 33        | Анкерит брекчированный                              | Не опр. | Не опр. | 3,75  | 2,4  |
| 32        | Доломит с прожилками кварца                         | 0,12    | Не опр. | 0,23  | 2,6  |
| 20        | Углеродисто-кремнистый сланец с прожилками кальцита | 0,02    | Не опр. | 0,17  | 1,3  |
| 37        | Хлорит-серицитовый сланец                           | 4,0     | Не опр. | 0,35  | 2,4  |
| 38        | анкерит                                             | 3,0     | Не опр. | 0,55  | 2,23 |
| 36        | Окварцованный алевролит                             | 1,3     | Не опр. | 0,15  | 2,8  |
| 44        | Слюдисто-кварцевый сланец                           | 6,0     | Не опр. | 0,6   | 3,1  |
| 41а       | Песчаник с марганцевыми окислами                    | 1,5     | Не опр. | 0,4   | 1,1  |
| 41б       | Анкерит с сульфидами                                | Не опр. | Не опр. | 3,20  | 2,0  |
| 42        | анкерит с марганцевыми окислами                     | 0,65    | Не опр. | 0,41  | 0,58 |
| 138       | Кварц с углеродистым веществом                      | 3,0     | Не опр. | 0,76  | 1,2  |
| 139       | То же                                               | 9,22    | 59,31   | 0,016 | 0,15 |
| 35        | То же                                               | 0,03    | 21,30   | 0,34  | 0,50 |
| 38        | То же                                               | 2,56    | 87,02   | 0,02  | 0,35 |
| 41        | То же                                               | 0,0     | 0,0     | 0,02  | 1,03 |
| 37        | То же                                               | 0,54    | 4,92    | 0,09  | 6,32 |
| MP-7      | Кварц с сульфидами                                  | 0,31    | Не опр. | 1,4   | 0,54 |
| MP-8      | Углеродистый алевролит                              | 0,33    | Не опр. | 0,0   | 0,14 |
| MP-9      | Углеродисто-кремнистый сланец                       | 0,3     | Не опр. | 1,4   | 0,07 |

Примечание: Материалы А.И. Образцова и М.М. Мансурова. Первые 18 анализов выполнены методом ИНАА в ИЯФ АН РУз, следующие 5 анализов – в ИГГ АН РУз масс-спектрометрическим методом (ELAN 6000), аналитик В.В. Козлов, последние 3 анализа – в Институте литосферы РАН

Таблица 15

Содержания благородных элементов в рудах Кокпатаса по данным масс-спектрометрического анализа, г/т

| № образца | Pd   | Pt   | Ru   | Rh   | Ir   | Au   |
|-----------|------|------|------|------|------|------|
| 1051      | 0,13 | 0,02 | 0,00 | 0,01 | 0,00 | 0,03 |
| 1052      | 0,18 | 0,01 | 0,00 | 0,01 | 0,00 | 1,89 |
| 1053      | 0,00 | 0,01 | 0,00 | 0,01 | 0,00 | 0,03 |
| 1054      | 0,79 | 0,01 | 0,01 | 0,00 | 0,00 | 0,04 |
| 1055      | 0,32 | 0,01 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 0,11 |
| 1057      | 0,18 | 0,01 | 0,01 | 0,02 | 0,00 | 3,71 |
| 1058      | 0,01 | 0,00 | 0,01 | 0,00 | 0,00 | 0,04 |

Примечание: Данные М.М. Мансурова и А.А. Абдувахובה

Следует отметить, что в пробах из месторождения Косманачи достаточно часто встречаются значимые результаты анализов на платиноиды, причем отмечается неплохая сходимость результатов из разных лабораторий и выполненных разными методами. Минеральные формы вхождения пока остаются невыясненными, но, по-видимому, месторождения серебряной формации являются перспективными на платиноидную минерализацию.

В рудах Кокпатаса в небольших количествах, но почти постоянно присутствует палладий, в меньших количествах платина (табл. 15).

Вопрос о форме нахождения платиноидов в золоторудных месторождениях в черносланцевых толщах остается нерешенным до сих пор.

Таблица 16

## Платиносодержащие рудные формации Узбекистана

| Рудная формация                                            | Медно-никель-кобальт-платиноидная в ультрамафитах                              | Хром-платиновая в ультрамафитах                                                                   | Титаномагнетитовая с платиноидными                                                  | Медно-молибден-порфириновая с платиноидными                                                                                                                          |
|------------------------------------------------------------|--------------------------------------------------------------------------------|---------------------------------------------------------------------------------------------------|-------------------------------------------------------------------------------------|----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| Вмещающие породы                                           | Сульфидизированные и графитизированные габбро, амфиболиты                      | Серпентинизированные дуниты и перидотиты                                                          | Пироксениты Тебинбулакского интрузива                                               | Сиенито-диориты С <sub>2</sub>                                                                                                                                       |
| Тип оруденения                                             | Вкрапленные сульфидные руды                                                    | Хромитовые рудные залежи в ультрамафитах Тамдытау                                                 | Титаномагнетитовые рудные тела в лежащих боках интрузива                            | Штокверк                                                                                                                                                             |
| ЭПГ                                                        | Pt, Pd, Rh                                                                     | Pt, Pd                                                                                            | Pt, Pd, Rh                                                                          | Os, Pd, Pt                                                                                                                                                           |
| Форма проявления (минералы-концентраты, минералы-носители) | Изоморфная примесь в сульфидах – (пирротине, халькопирите, арсенопирите и др.) | В виде зерен палладистой платины                                                                  | Минеральная форма: поликсен, куперит, сперилит                                      | Меренскиит–(Pt,Pd)Te <sub>2</sub> , а также изоморфная примесь в сульфидах–(пирите, халькопирите, молибдените и др.)                                                 |
| Сопутствующие типоморфные элементы                         | Cu, Co, Ni, Fe, As, S                                                          | Cr, Fe, Ni, Mg, S                                                                                 | Ti, Fe, Cu, As, S                                                                   | Au, Ag, Se, Te, Re, Bi, In                                                                                                                                           |
| Сопутствующие типоморфные минералы                         | Пирротин, пентландит, халькопирит, герсдорфит, арсенопирит, виоларит, графит   | Магнетит, магнохромит, Ni-пирит, пентландит, пирит, оливин, хризотил-асбест, кочубейт, кеммерерит | Титаномагнетит, пирит, халькопирит, борнит, арсенопирит, пироксен, вермикулит, сфен | Кварц, ангидрит, кальцит, барит, доломит, анкерит, цеолиты, магнетит, пирит, халькопирит, молибденит, галенит, сфалерит, блеклая руда, самородное золото, вольфрамит |
| Перспективность                                            | Перспективна. Необходимо доизучение минерализации ЭПГ                          | Перспективна. Необходимо доизучение минерализации ЭПГ                                             | Перспективна. Необходимо доизучение минерализации ЭПГ                               | Весьма перспективна. Необходимо доизучение минерализации ЭПГ                                                                                                         |
| Месторождения и рудопроявления                             | Габбровые массивы в Тасказгане, Кульджуктау, амфиболиты Султанииздага          | Серпентинизированный дунит-перидотитовый массив Тамдытау                                          | Пироксенитовый массив Тебинбулак                                                    | Кальмакыр, Дальнее, Сары-Чеку (Алмалыкское рудное поле)                                                                                                              |
| Авторы                                                     | К.М.Кромская, В.В.Баранов, 1964                                                | И.Х.Хамрабаев, Г.Г.Лихойдов, А.М.Мусаев, 1962                                                     | К.М.Кромская, В.В.Баранов, 1964, И.Х.Хамрабаев, 1969                                | С.Т.Бадалов, 1966, И.М.Голованов, 1998, А.Х.Турсебеков, 2001, В.В.Козлов, О.Т.Шамаев, 2001,                                                                          |
| Мировые аналоги                                            | Норильск                                                                       | Кемпирсай                                                                                         | Качканар (Урал)                                                                     | Коунрад, Бошаколь                                                                                                                                                    |

Примечание: Над систематикой рудных формаций работали С.К. Смирнова, М.М. Мансуров, Ю.В. Михайлова, О.Т. Шамаев по материалам С.Т. Бадалова, В.В. Баранова, Т.М. Воронич, Л.И. Гурской, Б.Ф. Зленко, В.В. Козлова, К.М. Кромской, Г.Г. Лихойдова, А.Г. Лузановского, М.М. Мансурова, Ю.В. Михайловой, А.М. Мусаева, С.К. Смирновой, Т.С. Тимофеевой, А.Х. Турсебекова, И.Х. Хамрабаева, Г.М. Чеботарева, О.Т. Шамаева, М.Н. Юлдашева, Р.Г. Юсупова

Таблица 17

## Платиноносные рудные формации Узбекистана

| Рудная формация                                              | Кварц-золоторудная, платиноносная                                                                                  | Кварц-полисульфидно-золоторудная с теллуридами, платиноносная                                                     | Серебро-полиметаллическая платиноносная в вулканитах                 | Пятиэлементная (сереброарсенидная) платиноносная в габброидах                                                |
|--------------------------------------------------------------|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----------------------------------------------------------------------|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| Вмещающие породы                                             | Вулканиты андезитодацитово-гранитоидной формации, гранитоиды                                                       | Вулканиты андезитодацитово-среднего карбона                                                                       | Вулканиты липаритовой и андезитовой формаций (P-T)                   | Габбро-монциты нижне-среднекарбонные                                                                         |
| Тип оруденения                                               | Золотоносные жильные рудные тела, кварц-хлорит-пирит-гематитовая минеральная ассоциация, около-рудные метасоматиты | Золотоносные жильные и межформационные рудные тела                                                                | Жилы, жильные зоны, штокверки в березитах                            | Жилы, жильные зоны, штокверки, рудные столбы                                                                 |
| ЭПГ                                                          | Pt, Pd                                                                                                             | Pt, Pd                                                                                                            | Pt, Pd, Ru, Rh, Ir                                                   | Pd, Rh                                                                                                       |
| Форма проявления (минералы-концентраторы, минералы-носители) | Самородная платина, а также изоморфная примесь в сульфидах (пирите, халькопирите и др.) и в самородном золоте      | Изоморфная примесь в сульфидах и в самородном золоте (палладистое золото)                                         | Изоморфная примесь в сульфидах                                       | Изоморфная примесь в сульфидах                                                                               |
| Сопутствующие типоморфные элементы                           | Au, Ag, Bi, Fe, S, Se, Te                                                                                          | Au, Ag, Cu, Te, Se, Bi, Sb, Fe, As, S                                                                             | Cu, Ag, Sb, Bi, Se, Te, Fe, As, S                                    | Ag, Co, Ni, As, U                                                                                            |
| Сопутствующие типоморфные минералы                           | Кварц, кальцит, хлорит, пирит, гематит, халькопирит, галенит, сфалерит                                             | Кварц, золото самородное, пирит, висмутин, галенит, сфалерит, блеклая руда, жозеит, тетрадимит, калаверит, гессит | Кварц, кальцит, галенит, сфалерит, халькопирит, борнит, блеклые руды | Кварц, кальцит, анкерит, самородное серебро, никелин, кобальтин, шмальтин, леллингит, сафлорит, герсдорфит.. |
| Перспективность                                              | Возможно попутное извлечение при аффинаже золота                                                                   | Возможно попутное извлечение при аффинаже золота                                                                  | Не перспективна                                                      | Необходимо доизучение минерализации ЭПГ                                                                      |
| Месторождения и рудопроявления                               | Чадак (Акбулак), Кызылалмасай,                                                                                     | Кочбулак, Кайрагач                                                                                                | Лашкерек                                                             | Актепа                                                                                                       |
| Авторы                                                       | С.К. Смирнова, В.В. Козлов, 1999, 2001, М.М. Мансуров и др., 2003                                                  | С.К. Смирнова, В.В. Козлов, 1999                                                                                  | С.К. Смирнова, В.В. Козлов, 1999                                     | Р.Г. Юсупов и др., 2001                                                                                      |
| Мировые аналоги                                              | Месторождение Ватерберг (ЮАР)                                                                                      |                                                                                                                   |                                                                      |                                                                                                              |

Если для руд Марджанбулака можно сделать вывод, что часть платиноидов содержится в самородном золоте в рассеянном состоянии, то для Мурунтау такого заключения сделать нельзя. Как видно из приведенных выше результатов анализов, в рудах и вмещающих породах практически отсутствует корреляция платиноидов с золотом, серебром, сульфидными минералами. Установить минералогическую форму нахождения ЭПГ невозможно благодаря их высокой дисперсности. Фиксируются платиноиды только аналитическими методами. Предполагается, что платиноиды могут находиться в дисперсной форме в углеродистом веществе или сульфидах. О возможности такой формы нахождения свидетельствует частая приуроченность платиноидов к тонким (порядка 10 см) прослоям, выполненным глобулярным пиритом минералами никеля, молибдена, селена, висмута и других элементов и обогащенным углеродистым веществом. Эти проявления наблюдались на месторождениях платиноидов нетрадиционных типов в Ки-

тае, Польше, Канаде, Австралии [1]. Постоянно наблюдаемая связь платиноидов с черносланцевыми толщами позволяет предположить существование металлоорганических соединений минералов группы платины. Природные органические соединения платины установлены в польском цехштейне. Имеются данные о накоплении платиноидов в нефтях, о сорбции платиновых металлов битумами. Таким образом, роль углеродистого вещества в формировании концентраций и переносе платиноидов не следует недооценивать. Изучение процессов рудообразования нетрадиционных платиновых месторождений в черносланцевых толщах невозможно в дальнейшем без привлечения методов металлоорганической химии.

#### Платиносодержащие и платиноносные рудные формации Узбекистана

Анализ приведенных данных по проявлениям элементов платиновой группы в различных генетических типах месторождений позволили авторам систематизировать эти данные на формационной основе. Среди

Таблица 18

## Платиноносные рудные формации Узбекистана

| Рудная формация                                              | Золото-пирит-халькопиритовая, платиноносная                                                                 | Скарновая золото-медно-платиноносная                                           | Колчеданно-полиметаллическая, платиноносная, вулканогенная    | Барит-пирит-полиметаллическая платиноносная                                        |
|--------------------------------------------------------------|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------|--------------------------------------------------------------------------------|---------------------------------------------------------------|------------------------------------------------------------------------------------|
| Вмещающие породы                                             | Кварцевые сиенито-диориты, сиениты, монцититы $C_2$                                                         | Контакт гранодиоритового интрузива $C_2$ с известняками $D_{2-3}$              | Осадочно-вулканогенные образования липаритовой формации $C_1$ | Вулканогенно-терригенная карбонатная толща $D_2 - D_3$                             |
| Тип оруденения                                               | Протяженные жилы и прожилково-вкрапленные руды                                                              | Скарновая залежь: Гранат-волластонитовые скарны с медными сульфидами с золотом | Рудная залежь и серия кулисообразных рудных тел               | Стратифицированные залежи                                                          |
| ЭПГ                                                          | Pt, Pd, Rh, Ir                                                                                              | Pt, Pd                                                                         | Pt, Pd                                                        | Pt, Pd                                                                             |
| Форма проявления (минералы-концентраторы, минералы-носители) | Минеральная форма проявления – меренскиит-(Pd,Pt)Te <sub>2</sub>                                            | Изоморфная примесь в медных сульфидах и золоте                                 | Изоморфная примесь в медных сульфидах                         | Изоморфная примесь в сульфидах, главным образом, в халькопирите, борните и пирите. |
| Сопутствующие типоморфные элементы                           | Cu, Au, Te, Bi, Sb, As, S                                                                                   | Au, Cu, Te, Se, Ag, As, S                                                      | Cu, Zn, Pb, Sb, Au, As, S                                     | Ag, Bi, Cd, Au, Hg, Ge, In, Mo, As, S, Se, Ta, Ga                                  |
| Сопутствующие типоморфные минералы                           | Пирит, халькопирит, магнетит, гематит, борнит, блеклая руда, сфалерит, золото, теллуриды золота, меренскиит | Халькопирит, пирит, пирротин, магнетит, кубанит, золото самородное             | Пирит, халькопирит, сфалерит, галенит, блеклая руда           | Пирит, марказит, сфалерит, галенит, халькопирит, борнит, блеклая руда              |
| Перспективность                                              | Весьма перспективная                                                                                        | Следует изучать                                                                | Следует изучать                                               | Следует изучать                                                                    |
| Месторождения и рудопроявления                               | Актурпак                                                                                                    | Бозымчак                                                                       | Хандиза                                                       | Учкулач                                                                            |
| Авторы                                                       | И.М. Голованов, 1978, А.Х. Турсебеков и др., 2002                                                           | И.М. Голованов, 1978                                                           | П.В. Панкратьев, Ю.В. Михайлова, 1971                         | П.В. Панкратьев, Ю.В. Михайлова и др., 1990                                        |
| Мировые аналоги                                              | Васильковское                                                                                               | Саяк (Казахстан)                                                               | Месторождения Рудного Алтая                                   | Жайрем                                                                             |

Таблица 19

## Платиноносные рудные формации Узбекистана

| Рудная формация                                              | Редкометалльно-золото-кварцевая, платиноносная в черных сланцах                        | Золотосульфидная, платиноносная в черных сланцах                                                                                                                                         | Золото-серебро-кварцевая, платиноносная, в черных сланцах                                                                                                        |
|--------------------------------------------------------------|----------------------------------------------------------------------------------------|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| Вмещающие породы                                             | Углеродсодержащие песчаники, алевролиты, сланцы                                        | Карбонатные осадочно-вулканогенные и кремнисто-сланцевые породы                                                                                                                          | Углеродсодержащие песчаники, алевролиты, сланцы                                                                                                                  |
| Тип оруденения                                               | Штокверк, субсогласные и крутопадающие рудные тела                                     | Пологие, реже крутые пласто- и линзообразные залежи                                                                                                                                      | Плитообразные и линзообразные пологопадающие, межпластовые рудные тела                                                                                           |
| ЭПГ                                                          | Pd, Pt                                                                                 | Pd, Pt                                                                                                                                                                                   | Pd, Pt                                                                                                                                                           |
| Форма проявления (минералы-концентраторы, минералы-носители) | Изоморфная примесь в золоте, пирите, арсенопирите и, возможно, в углеродистом веществе | Изоморфная примесь в золоте, пирите, арсенопирите и, возможно, в углеродистом веществе                                                                                                   | Изоморфная примесь в золоте, пирите, арсенопирите и, возможно, в углеродистом веществе                                                                           |
| Сопутствующие типоморфные элементы                           | Au, Ag, W, As                                                                          | Au, Ag, W, As, S, Sb, Te, Cu, Zn, Pb, Bi                                                                                                                                                 | Au, Ag, W, As, S, Sb, Te, Cu                                                                                                                                     |
| Сопутствующие типоморфные минералы                           | Кварц, пирит, арсенопирит, шеелит, золото                                              | Кварц, кальцит, доломит, серицит, пирротин, пирит, золото, арсенопирит, шеелит, молибденит, галенит, сфалерит, джемсонит, бравонит, миаргирит, сурьма, пираргирит, бертьерит, тетраэдрит | Кварц, кальцит, пирит, арсенопирит, шеелит, пирротин, халькопирит, блеклая руда, фрейбергит, галенит, сфалерит, гессит, тетраэдрит, антимонит, золото самородное |
| Перспективность                                              | Весьма перспективна                                                                    | Весьма перспективна                                                                                                                                                                      | Весьма перспективна                                                                                                                                              |
| Месторождения и рудопроявления                               | Мурунтау, Марджанбулак                                                                 | Кокпатас, Даугыз                                                                                                                                                                         | Косманачи, Окжетпес, Высоковольное                                                                                                                               |
| Авторы                                                       | Т.Ш. Шаякубов, ред., 1998                                                              | Т.Ш. Шаякубов, ред., 1998                                                                                                                                                                | Т.Ш. Шаякубов, ред., 1998                                                                                                                                        |
| Мировые аналоги                                              | Сухой Лог, Бакырчик, Васильевское                                                      |                                                                                                                                                                                          | Сухой Лог                                                                                                                                                        |



Таблица 20

## Прогнозируемые платиноносные рудные формации Узбекистана

| Рудная формация                                            | Си-титаномагнетитовая в габброидах                              | Золотопорфировая платиноносная                                                                                                       | Горючих сланцев                                                           | Медистых песчаников                                                                            |
|------------------------------------------------------------|-----------------------------------------------------------------|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|---------------------------------------------------------------------------|------------------------------------------------------------------------------------------------|
| Вмещающие породы                                           | Пироксеновые габбро С <sub>2</sub>                              | Туфобрекчии андезитодацитовых порфиров                                                                                               | Алевритистые глины зоцена                                                 | Красноцветные молассы мелового возраста                                                        |
| Тип оруденения                                             | Зоны вкрапленной минерализации                                  | Штокверк                                                                                                                             | Пласт черных горючих сланцев мощностью 0,1–2,5м                           | Пластообразные залежи                                                                          |
| ЭПГ                                                        | Pt, Pd                                                          | Pd, Pt, Ru, Rh, Ir                                                                                                                   | Возможна минерализация ЭПГ                                                | Возможна минерализация ЭПГ                                                                     |
| Форма проявления (минералы-концентраты, минералы-носители) | Изоморфная примесь в сульфидах, возможны минералы - платиноидов | Изоморфная примесь в сульфидах                                                                                                       | Вероятно, изоморфная примесь в сульфидах и металлоорганические соединения | Вероятно, изоморфная примесь в сульфидах меди                                                  |
| Сопутствующие типоморфные элементы                         | Fe, Ti, Pt, Zn, Ni, Co                                          | Au, Mo, Cu, Pb, Zn, Sb, As, S                                                                                                        | Mo, Cu, V, Cd, Re, Se, In, Co, Zn, W, Sc, TR                              | Cu, Mo, Re, W, Au, Ag, Pb, Ni, Co,                                                             |
| Сопутствующие типоморфные минералы                         | Титаномагнетит, пирротин, пирит, халькопирит, борнит,           | Кварц, доломит, адуляр, серицит, хлорит, пирит, халькопирит, гематит, молибденит, галенит, сфалерит, блеклая руда, золото самородное | Органическое вещество и гидрослюдистая минеральная основа                 | Халькопирит, халькозин, борнит, атакамит, азурит, малахит, самородная медь, куприт, хризоколла |
| Перспективность                                            | Неясные, необходимо изучать                                     | Перспективная, необходимо изучать                                                                                                    | Необходимо изучать                                                        | Необходимо изучать                                                                             |
| Месторождения и рудопроявления                             | Шаваз, Акчасай, Беляуты, Алычальк                               | Нижнесарыкольская минерализованная зона, Гавасайская площадь                                                                         | Кызылкумский и Амударья-Предгиссарский горючесланцевые бассейны           | Акрабат, Аккапчигай, Байсун, Тюбегатан, Варзык                                                 |
| Авторы                                                     | И.М. Голованов, 1978                                            | С.К. Смирнова, В.В. Козлов, 2002                                                                                                     | Г.А. Прохоренко, А.Г. Лузановский, Н.М. Артемова, 1999                    | И.М. Голованов, 1978                                                                           |
| Мировые аналоги                                            | Волковское (Урал), Велиховское                                  | Раунд Маунтин, Монтана Туннелз, США                                                                                                  | Черные сланцы Южного Китая                                                | Жесказган, Жиланды, Сарыоба                                                                    |

многочисленных проявлений платиновой минерализации мы выделяем платиносодержащие формации, куда относятся месторождения, в которых содержания металлов платиновой группы представляют практический интерес, либо аналоги этих проявлений являются источниками промышленной добычи в мировой практике (табл. 16). Платиноносные формации включают месторождения, в которых платиновые металлы являются попутными компонентами и их рационально извлекать только в комплексе с основными элементами (табл. 17-19). Выделена также группа прогнозируемых платиноносных формаций, которые по аналогии с известными в литературе месторождениями могут оказаться перспективными объектами (табл. 20). Приведенная систематика рудных формаций, несущих или содержащих ЭПГ, показала, что в Узбекистане имеется значительное число геологических объектов весьма перспективных на платинометальное оруденение. Так, на территории Республики имеются аналоги платиносодержащих рудных формаций Норильского (Тасказган), Качканарского (Тебинбулак), Волковского (Алычальк, Акчасай, Шаваз) и, возможно, других уральских типов.

Важным источником платиноидов являются медно-молибден-порфировые руды Алмалыкского рудного поля. По оценке С.Т. Бадалова месторождение Кальмакыр является комплексным медно-молибден-золото-рений-осмиевым с примесью палладия, серебра, свинца, цинка, висмута, селена, теллура, кобальта и никеля. Промышленным источником на ЭПГ могут быть техногенные отходы передела руд.

Приоритет по проблеме ЭПГ принадлежит месторождениям золота и серебра черносланцевого типа (Кызылкумский тип). Отрадно отметить, что на страницах журнала «Горный вестник Узбекистана» в настоящее время этой проблеме уделяется заслуженное внимание [13, 14]. Приведенные нами данные по содержаниям платиноидов в ряде месторождений (Мурунтау, Кокпатас, Косманачи, Даугыз и др.), а также многочисленные открытия крупных аналогичных объектов в Китае, Канаде, Польше, Австралии, России подтверждают необходимость постановки широкомасштабных исследований на ЭПГ в Узбекистане.

Среди прогнозируемых рудных формаций мы особое внимание обращаем на перспективный золотопорфировый тип минерализации, выявленный авторами на Ниж-

несарыкольской минерализованной зоне (Гавасайская площадь), где в пробах постоянно присутствуют платиноиды, содержания которых в сумме достигает 2,5 г/т.

### Выводы:

Авторами получены данные о формах фиксации элементов платиновой группы. Так, в рудопоявлении Акбулак обнаружена самородная платина в составе кварц-хлорит-пирит-гематитовой минеральной ассоциации в золоторудных жилах Мазар-Акбулакской рудоносной зоны. Форма нахождения палладия - в виде палладистого золота (Кочбулак). Самородное золото является минералом-концентратором платины и палладия (Чадак, Кочбулак, Марджанбулак). В то же время четкая корреляционная связь золота с платиноидами отсутствует.

Минералом-носителем ЭПГ несомненно является пирит в первую очередь. Выявлено, что повышенные содержания платиноидов часто присутствуют в пиритах из околожилых метасоматитов кварц-хлорит-гематит-пиритовой ассоциации в Чадаке или из кварц-серцит-пиритовой - на Нижнесарыкольской площади (Гавасайское рудное поле). Эти данные свидетельствуют о том, что, возможно, существует новый, нетрадиционный тип платиноносной минерализации).

Получены ценные сведения о минеральной форме палладия и платины теллуриде Pd и Pt - меренскиите (Алмалыкское рудное поле).

Предложена систематика платиносодержащих и платиноносных формаций. Среди многочисленных проявлений платиновой минерализации выделены платиносодержащие формации, куда относятся месторождения, в которых содержания металлов платиновой группы представляют практический интерес, либо аналоги этих проявлений являются источниками промышленной добычи в мировой практике, а также платиноносные формации, которые включают месторождения, где платиновые металлы являются попутными компонентами и их рационально извлекать только в комплексе с основными элементами. Выделена также группа прогнозируемых платиноносных формаций, которые по аналогии с известными в литературе месторождениями могут оказаться перспективными объектами.

### Список литературы:

1. Гурская Л.И. Платинометальное оруденение черносланцевого типа и критерии его прогнозирования. Санкт-Петербург, ВСЕГЕИ, 2000, 207с.
2. Бадалов С.Т., Терехович С.Л. К геохимии элементов платиновой группы в Алмалыкском рудном районе. // ДАН СССР, 1966, т. 163, № 6.
3. Козлов В.В., Шамаев О.Т. Минеральные формы нахождения золота и палладия в концентратах медно-молибденового производства АГМК. // Актуальные проблемы освоения месторождений полезных ископаемых. Ташкент, 2001, с.110-111.
4. Ганиев А.Г., Каримкулов Д.У., Рахимов Х.Р. Методы активационного анализа благородных и редких металлов. Ташкент: Фан, 1977, 136 с.
5. Смирнова С.К., Козлов В.В. Платиноиды в рудах и минералах золоторудных месторождений Узбекистана. // В сб. «Современные аналитические методы и приборы в геологии и охране окружающей среды». Ташкент.1998. с. 91-92.
6. Минералы Узбекистана. Т.1, Ташкент: ФАН АН РУз, 1975. с. 42-44.
7. Хамрабаев И.Х., Мусаев А., Лихойдов Г.Г. О хромовой минерализации в гипербазитах Тамдынского массива. «Узб. геол. журнал», 1962, №4.
8. Кромская К.М. и Баранов В.В. Новые данные о рудности гипербазитов Узбекистана. В кн. «Научные труды Главгеологии Узбекистана и Ташкентского политехнического института». 1964
9. Прохоренко Г.А., Лузановский А.Г., Артемова Н.М., Металлоносные горючие сланцы Республики Узбекистан. Ташкент: Фан. 1999. 154 с.
10. Юсупов Р.Г., Тимофеева Т.С., Мусаева М.С. Платиноиды орогенных областей. // Узб. геол. журнал, 1995.
11. Мансуров М.М., Михайлова Ю.В., Смирнова С.К., Шамаев О.Т. Перспективы платиноносности Западного и Восточного Узбекистана. Труды Международной научно-практической конференции «Проблемы рудных месторождений и повышения эффективности геолого-разведочных работ». Ташкент. 2003.
12. S.K. Smirnova, V.V. Kozlov, M.M. Mansurov, A.K. Kunbazarov. The platinum group metals in gold and silver deposits of Uzbekistan. // International Geological Congress-2000, Abstracts Volume, Rio-de-Janeiro.
13. Турамуратов И.Б., Лузановский А.Г., Парамонов Ю.И. Лантаноиды и платиноиды в золото-редкометальных рудах углеродисто-терригенных отложений Нуратау-Кызылкумского региона. / Горный вестник Узбекистана № 1 (20), 2005, с. 8-10.
14. Ахмедов Н.А., Парамонов Ю.И. О металлах платиновой группы в золоторудных и в золотосеребрудных месторождениях Узбекистана. / Горный вестник Узбекистана № 2 (21), 2005, с. 8-13.

УДК 553.411.04(575.14)

© Бородин Ю.В., Хамидуллаев Н.Ф. 2005 г.

## ПЕРСПЕКТИВЫ МАРДЖАНБУЛАКСКОГО РУДНОГО ПОЛЯ

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

Марджанбулакское рудное поле (МРП) площадью около 60 км<sup>2</sup> находится в 40 км к ЮЗ от г. Джизак (рис. 1). Оно охватывает одноименную возвышенность (24 км<sup>2</sup>), сложенную нижнепалеозойскими метаморфи-

ческими сланцами и кварцитами, и прилегающие к ней закрытые территории с чехлом четвертичных отложений мощностью до 200 м (36 км<sup>2</sup>). Вытянуто в субширотном-северо-западном направлении на 18-20 км, при

ширине до 4-5 км. Рельеф рудного поля холмистый, слабо расчлененный. Абсолютные отметки колеблются

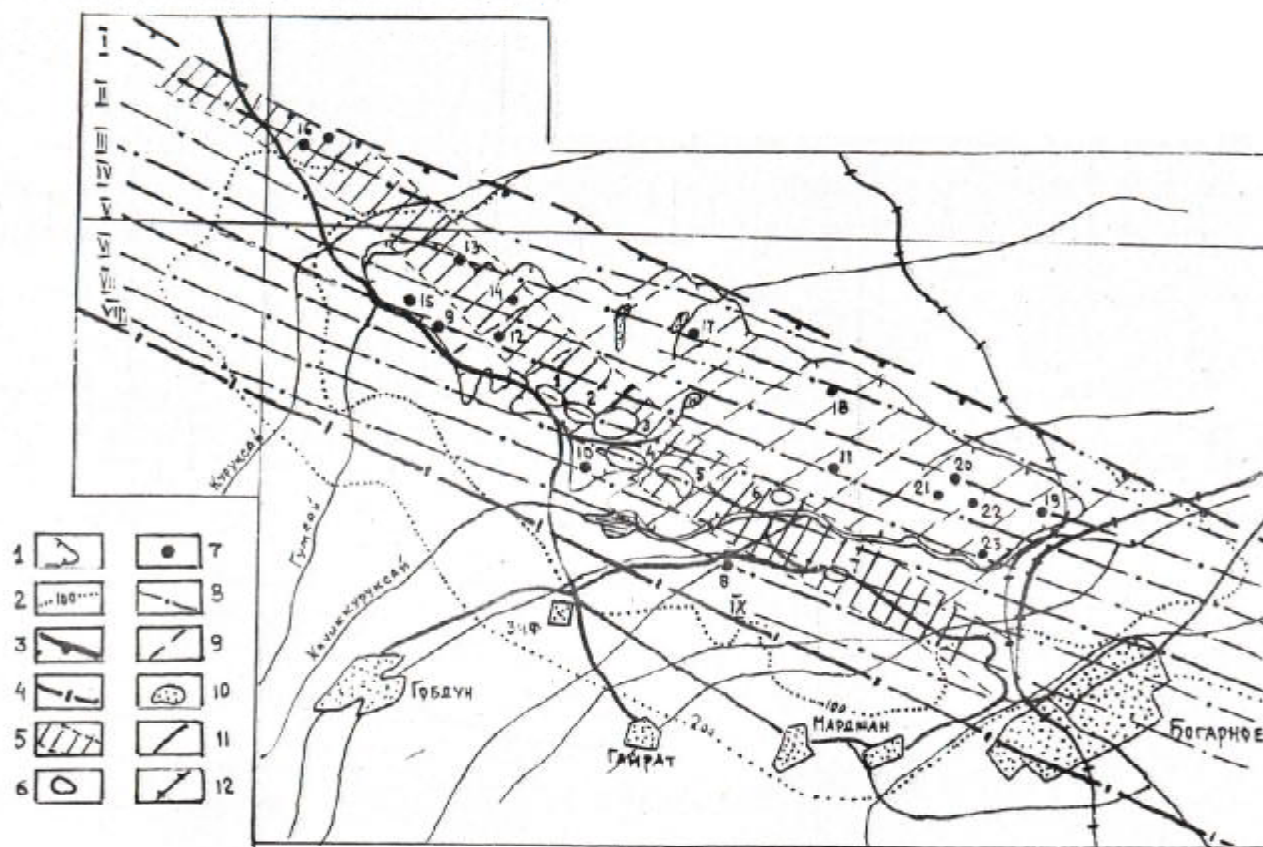
от 700 до 951 м. Обнаженность плохая – около 80 % площади закрыто пашней, наносами и покровными отложениями кайнозоя глубиной от 1-2 до 200 м.

Золотое оруденение МРП золото-кварцевого типа приурочено к нескольким крутопадающим тектоническим зонам субширотно-северо-западного простирания. Рудные тела в зонах выделяются только по данным опробования. Представлены они крутопадающими к ЮЗ, реже к СВ линейными штокверками тонких (0,01-0,5 м) кварцевых жил и прожилков (частично, кварцевыми жилами) с незначительной вкрапленностью (0,5-5,0 %) сульфидов (пирит, арсенопирит). Длина рудных тел от 50 до 600 м, мощность от первых метров до 30 м, вертикальный размах от 50 до 300 м, редко – до 500 м. Золото неравномерно распределено в зернах пирита, арсенопирита, кварца и углеродистого вещества. Всего разведано около 45 рудных тел. До глубины 80-100 м руды окислены (содержат свободное высокопробное золото) и обрабатываются открытым способом Марджанбулакским рудни-

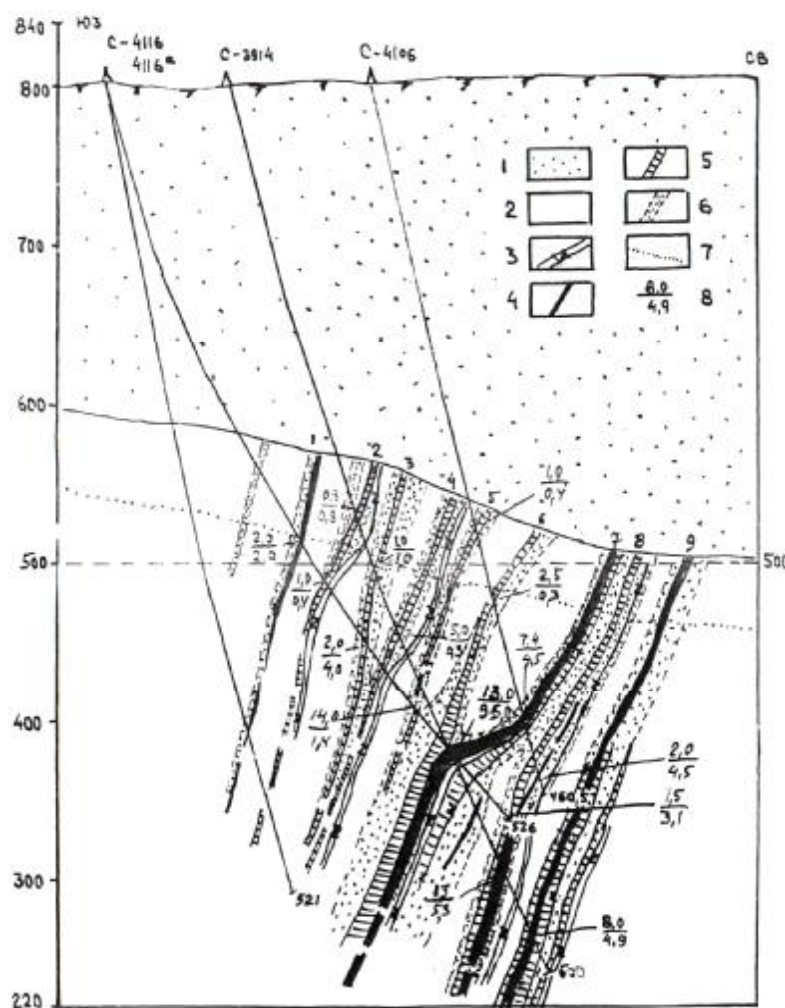
ком Навоийского горно-металлургического комбината. Отработка первичных «упорных» руд на глубоких горизонтах возможна шахтным способом.

Рудное поле изучается с 1964 г. и неоднократно описывалось в литературе [1-4]. К началу 2005 г. промышленное золотое оруденение выявлено на 8 участках; еще на 15 участках выявлены зоны с повышенными содержаниями золота. Окисленные руды МРП отрабатываются уже более 20 лет. Оставшиеся в недрах запасы окисленных руд обеспечивают достигнутую производительность рудника по добыче не более чем на 4-5 лет. Переход на подземную добычу считается нерентабельным из-за малых параметров известных рудных тел и большого разброса их по глубинам и простиранию зон. Проблема расширения минерально-сырьевой базы Марджанбулакского рудника уже несколько лет является одной из наиболее важных в работе Госкомгеологии и НГМК.

Учитывая изложенное, Госкомгеология проводит обобщение, анализ и переинтерпретацию геологораз-



**Рис. 1. Схема геологического строения Марджанбулакского рудного поля:** 1. Коренной выход толщи нижнепалеозойских песчано-сланцевых образований. 2. Изоглубины коренных пород под чехлом наносов. 3. Северо-Марджанбулакский надвиг. 4. Межгорный региональный разлом. 5. Южная рудоконтролирующая зона. 6. Карьеры промышленной отработки Марджанбулакского месторождения: 1 – Сарыкбель; 2 – Украинский; 3 – Западный; 4 – Танги-II; 5 – Танги-I; 6 – Восточный; 7 – Гумсай. 7. Рудопоявления золота: 8 – Кучумсай; 9 – Новый; 10 – Гидрогеологический; 11 – Промежуточный; 12 – Музбель; 13 – Северо-Западный I; 14 – Северо-Западный II; 15 – Майский; 16 – Салын; 17 – Северное; 18 – Сенохранилище; 19-23 – Юго-Восточный. 8. Стержневые тектонические швы предполагаемых рудных зон: I – Салынская; II – Северо-Марджанбулакская; III – Промежуточная II; IV – Промежуточная I; V – Сарыкбельская; VI – Тангинская; VII – Гидрогеологическая; VIII – Кучумсайская; IX – Аномалия ЧИМ - Промзона. 9. Пострудные разломы СВ простирания. 10. Поселки. 11. Автодороги. 12. Железные дороги



**Рис. 2. Геологический разрез через участок Салын (по Л.Н. Григорьевой, 1998 г.):** 1. Четвертичные рыхлые образования. 2. Толща нижнепалеозойских сланцев. 3. Дайки диабазовых порфиров и лампрофиров. 4. Рудные тела ( $Au \geq 3$  г/т). 5. Рудоносные зоны ( $Au=0,3-2,9$  г/т). 6. Первичный ореол золота ( $Au=0,3-0,05$  г/т). 7. Контур зоны окисления. 8. Параметры рудоносных сечений по керну скважин: в числителе – мощность, в м; в знаменателе – содержание золота, в г/т

ведочных и эксплуатационных геологических материалов по Марджанбулакскому рудному полю с целью уточнения его золоторудных перспектив, расширения фронта поисковых работ, подготовки новых участков для постановки оценочных и разведочных работ и наращивания балансовых запасов золотосодержащих руд. В отличие от принятой в 1970-2003 гг. увязки всех разведанных участков рудного поля в единую широкую (1,0-1,2 км) тектоническую рудоносную зону (Южную) северо-западного (315-320°) простираения, в основе переинтерпретации лежит рабочая гипотеза, что в пределах МРП имеется не менее восьми рудоносных зон субширотно-северо-западного простираения (285-300°), шириной по 50-500 м, которые прослеживаются через все рудное поле. Фрагменты этих зон были установлены еще в 70-90-х

годах, но через все рудное поле они не были протрассированы (рис. 1).

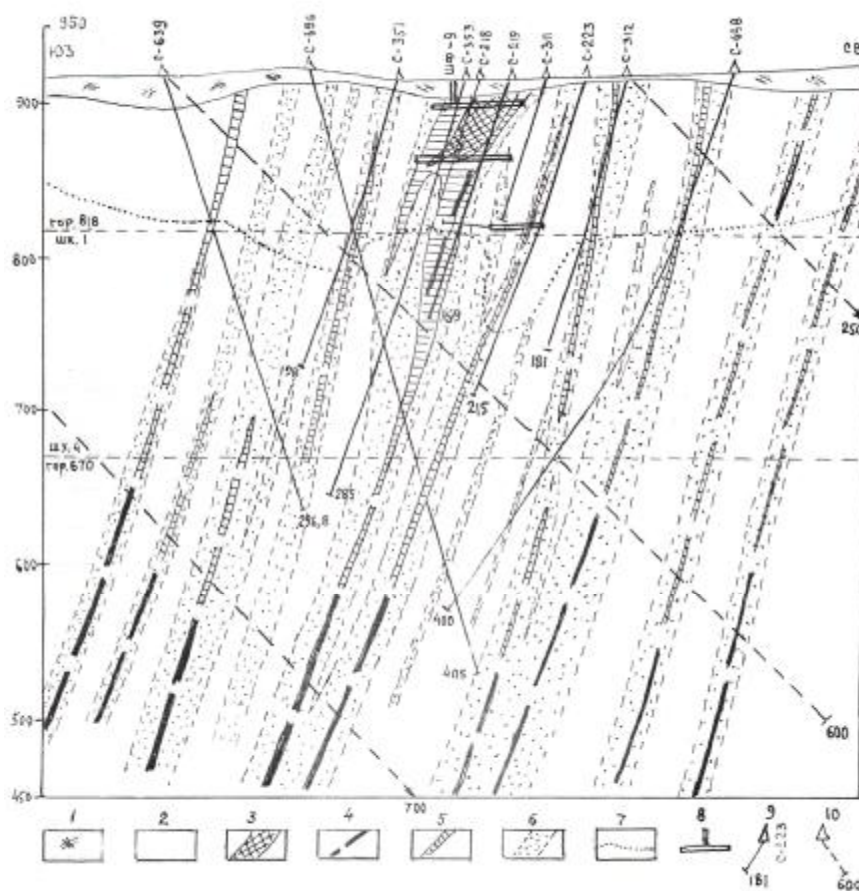
Внутри широких (50-500 м) рудоносных зон выделяется по несколько параллельных рудоносных тектонических швов или зон, в которых наблюдаются повышенные (0,2-1,0 г/т) содержания золота и могут быть локализованы «слепые» рудные тела. Например, в Салынской зоне шириной в 0,5 км четко выделяется 9 золотоносных швов, в т.ч. 4-5 с рудными телами (рис. 2). В Тангинской зоне выделяется до 7 субпараллельных золотоносных швов, в Сарыкбельской – до 11 швов. Некоторые рудные тела в рудоносных швах появляются в 100-300 м ниже дневной поверхности. Большинство из них остались невыявленными или недоизученными, т.к. ранее выполненные в 1967-2003 гг. оценка и разведка концентрировались на одном-двух наиболее золотоносных швах. Кроме того, при оценке и разведке участков Украинского, Западного, Сарыкбеля, Танги I и II в 1967-2003 гг. считалось, что рудные тела и зоны круто падают на СВ, хотя еще в 1983 г. работы П.Ф. Иванкина и Н.И. Назаровой показали, что рудоносные зоны имеют преимущественное падение к ЮЗ. Это было хорошо подтверждено при изучении Салына (рис. 2), при переинтерпретации материалов Украинского в 2002-2004 гг. (рис. 3) и при коренной отработке других участков.

МРП разбито серией пострудных крутопадающих разломов северо-восточного простирания, которые срезают и перемещают субширотные рудные зоны и тела на десятки метров, что нередко приводит к их потере. Важную осложняющую роль могут иметь пологие пострудные разломы, которые зафиксированы на участке Восточном, в документации подземных горных выработок и на разрезах по скважинам других участков.

Мы предполагаем, что на участках Западный, Украинский, Танги I и II не только упущен ряд параллельных рудных тел (рис. 3), но и некоторые разведанные рудные тела могут быть увязаны по иному, в том числе с изменением количества запасов. Проверка этого предположения бурением может привести к значительному увеличению запасов и повысить привлекательность МРП для подземной отработки.

К началу 2005 г. в изучение, поиски, оценку и разведку вовлекалось около 10-12 км различных тектонических рудоносных зон МРП. Это составляет лишь около 10 % от предполагаемой длины всех восьми, выделяемых нами, рудоносных зон. Возможный





**Рис. 3. Геологический разрез по линии 82 через участок Украинский:** 1. Наносы. 2. Нижнепалеозойские сланцы. 3. Рудные тела известные. 4. Рудные тела предполагаемые. 5. Зоны повышенной золотоносности (0,3-2,5 г/т). 6. Первичные ореолы золота (0,05-0,3 г/т). 7. Зона окисления. 8. Подземные горные выработки. 9. Пробуренные скважины, их номера и глубины. 10. Рекомендуемые поисковые скважины и их глубины

потенциал золота в МРП на всю длину 8 рудоносных зон до глубины 500 м можно ориентировочно увеличить не менее, чем в 3 раза, при коэффициенте надежности прогноза, равном 0,3. Глубже 500 м рудоносные зоны пока не изучались, но оруденение на глубине 500 м не выклинивается и его развитие предполагается до глубины не менее 1000 м, т.к. горизонтальный размах оруденения в пределах МРП превышает 19 км. Если же учесть, что в рудоносных зонах может быть по 3-8 параллельных рудных тел, то оценивать МРП надо еще оптимистичнее. Перед нами очень крупный объект, заслуживающий форсированного и крупно-объемного изучения, имеющий некоторые структурные и минералого-геохимические черты сходства с Чармитаном. В то же время, известная длина рудоносных зон Марджанбулака в 3 раза превышает длину рудоносной зоны Чармитана, а эрозионный срез Марджанбулака значительно меньше, чем Чармитана. Не исключено, что на глубине свыше 300-500 м от современной поверхности в рудном поле происходит переход минерализованных рудоносных зон в кварцевые жилы, с появлением нескольких

десятков сближенных параллельных золотоносных жил, аналогичных Гужумсайским и Чармитанским. Поэтому прекращение оценки Салына (залегающего на глубине более 250 м от поверхности) и сворачивание поисковых работ в рудном поле надо признать преждевременным. Необходимо смелее изучать параллельные структуры и глубокие горизонты рудоносных зон на всю их ширину, с учетом их преимущественного падения на ЮЗ. Первоочередными объектами глубинных поисковых работ являются фланги и глубокие горизонты Сарыкбельской и Тангинской рудоносных зон, в т.ч. в пределах уже разведанных и частично отработанных участков Западный, Украинский, Танги I и II, Сарыкбель. Одновременно необходимо проследить и опосредовать с помощью колонкового бурения Сарыкбельскую, Тангинскую и Салынскую рудоносные зоны через все рудное поле, с выделением в них отдельных отрезков зон под оценку, с применением не только буровых работ, но и шахтных горных выработок. Для реализации оптимистического прогноза в запасы потребуются, вероятно, несколько десятилетий, при существенном увеличении нынешних ассигнований на геологоразведочные работы в пределах МРП.

Но если заверку прогнозных позиций и последующие геологоразведочные работы вести форсированно, то можно надеяться, что уже через 5-10 лет разведанные запасы МРП смогут обеспечить полную загрузку Марджанбулакской ЗИФ.

#### Список литературы:

1. Ахмедов Н.А., Парамонов Ю.И. Месторождение Марджанбулак. // Рудные месторождения Узбекистана, ИМР, Ташкент, 2001, с. 264-270.
2. Ахмедов Н.А. Разрывные нарушения на одном из рудных полей Западного Узбекистана и их отношение к золотому оруденению. // Узб. геол. журн., 1985, № 4, с. 13-15.
3. Ахмедов Н.А. — Основные черты размещения золотого оруденения одного из месторождений Средней Азии. // Узб. геол. журн., 1978, №4, с. 70-72.
4. Турапов М.К., Парпибаев Ю.К., Акбаров Х.А., Умарходжаев М.У. Прогнозирование золотого оруденения Марджанбулакского рудного поля. // Геология и минеральные ресурсы, 2000, № 2, с. 27-35.

# ОБЗОРНЫЙ АНАЛИЗ СХЕМ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ В ЧИЛИ

**Сытенков В.Н.**, главный инженер Центрального рудоуправления НГМК, докт. техн. наук, проф.; **Бурксер А.А.**, главный инженер Южного рудоуправления НГМК

Интерес к разработке месторождений подземным способом в Чили обусловлен потенциальной возможностью применения накопленного опыта использования технологий горного производства на основе высокопроизводительной мобильной техники (рис. 1-5) при освоении месторождений Узбекистана со сходными горно-геологическими условиями.

Знакомство с техникой и горными работами в Чили началось с головного офиса компании «Atlas Copco», ее ремонтной базой в Сантьяго, филиалом в г. Антофагаста, а также рудников «Ла Кобильда», «Эль Пеньон» и «Ла Флорида».

Презентация компании Atlas Copco в Сантьяго показала, что в секторе подземных работ оборудование компании является наиболее популярным, составляя 70 % используемого подземного оборудования в стране. Компания развила обширную дистрибьюторскую сеть. В 2004 г. объем продаж готового оборудования компании составил 6,67 млн \$ США. Около 150 единиц оборудования ежегодно обслуживаются в сервисном центре, в том числе проходят капитальный ремонт. Приблизительно на такое же количество техники компания осуществляет поставку запасных частей для ремонта оборудования непосредственно на рудниках. Более чем пятидесятилетнее пребывание на рынке горнодобывающего оборудования в Чили, высокий технический уровень поставляемых машин позволяет компании уверенно занимать ведущие позиции в этом секторе экономики.

Рудник «Ла Кобильда» по добыче медно-содержащих руд подземным способом и их обогащению расположен в 160 км восточнее Сантьяго. Глубина разработки 300 м, способ вскрытия – спиральные наклонные съезды с углом наклона 15 %. Водоприток – 72 м<sup>3</sup>/час и особых проблем не причиняет. Месторождение отрабатывается методом подэтажного обрушения. Высота подэтажа зависит от мощности рудного тела и изменяется на различных выемочных блоках от 8 до 15 м (рис. 1), достигая в отдельных случаях 24 м. В местах наиболее мощных рудных тел применяется секционная выемка с оставлением межкамерных целиков для поддержания выработанного пространства в период отработки блока и последующим погашением целиков по окончании отработки. Для проектирования горных работ применяется компьютерное моделирование на основе математической модели месторождения. Для наглядности используется

аксонометрическая анимационная модель отработки месторождения. Планированием горных работ инженерно-технические работники шахты не занимаются, а планы работ на квартал получают из своего головного офиса в Сантьяго, в которых подробно расписан весь объем работ на 3 месяца, вплоть до глубины каждой скважины и величины заряда ВВ в ней. Следует отметить очень высокую исполнительскую дисциплину при выполнении этих заданий и, как следствие, высокие производственные показатели. Общая численность персонала шахты составляет 82 человека, при этом большое внимание уделяется геологической службе, в составе которой работают 7 человек.

Основной проблемой, с которой столкнулись на шахте в период отработки, является неустойчивость вмещающих пород. Очень широко используется анкерное крепление иногда в сочетании с торкретированием. Для предотвращения нежелательного обрушения пород и последующего разубоживания руды, во время очистной выемки, при обустройстве вееров скважин отбойки также бурятся скважины для закладки анкерного крепления, при этом используются

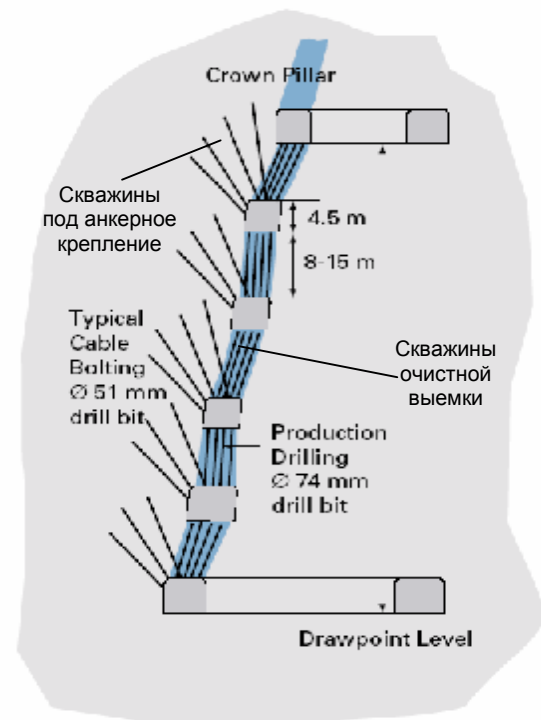


Рис. 1. Схема бурения скважин в очистном пространстве



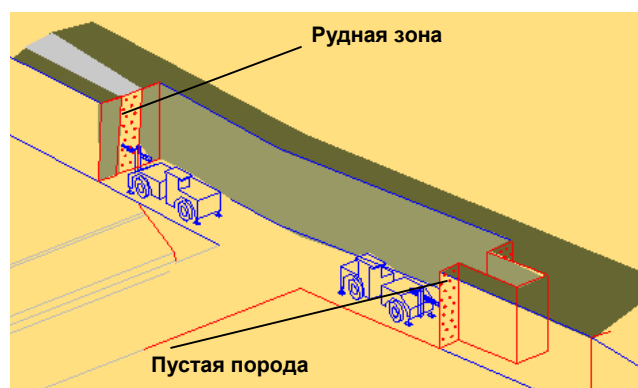


Рис. 2. Схема проходки буровых штреков на подэтажах

специальные, витые из проволоки анкера, способные нести демпферные нагрузки.

На шахте используется следующее оборудование: бурильные установки Rocket Boomer H-281 – 2 шт.; бурильная установка Rocket Boomer H-126 – 1 шт.; погрузочно-доставочные машины (ПДМ) ST-6C – 2 шт.; установка веерного бурения Simba H254 – 1 шт.; установка веерного бурения Simba H157 – 1 шт. Также используется специальное вспомогательное оборудование – торкрет-пушки, масло- и топливозаправщики, заточные станки. На работах по погрузке руды в транспортные средства используется фронтальный погрузчик Volvo с емкостью ковша  $4 \text{ м}^3$ , а на транспортировке руды – обыкновенные самосвалы различных фирм со средней грузоподъемностью 25 т в количестве 12 шт., укомплектованные каталитическими нейтрализаторами и специальными глушителями для уменьшения токсичности

выхлопных газов. Расстояние транспортировки до обогатительной фабрики 5 км: из них 3 км под землей и 2 км по поверхности. Площадь поперечного сечения транспортных уклонов  $14 \text{ м}^2$ , горизонтальных откаточных выработок –  $20 \text{ м}^2$ . Транспортировка руды на шахте занимается подрядчик.

Шахта работает в двухсменном режиме и имеет следующие показатели: суточная производительность шахты – 3 тыс. т руды; средняя скорость проходки на один комплект оборудования (Rocket Boomer + ST-6C) составляет 13,6 м/сут; себестоимость добычи составляет 8,15 \$ США/т. Средний срок службы самоходного оборудования составляет 7 лет, при этом существуют образцы, которые проработали свыше 15 лет.

Рудник «Эль-Пеньон» расположен в 140 км юго-восточнее города Антофагаста. Рудник работает по добыче золота и включает в себя несколько шахт и обогатительный завод. Работы на шахте осуществляет подрядная горнодобывающая компания «Minera Meridian». Вскрытие месторождения осуществляется наклонными съездами, угол наклона – 15 %. Водоприток –  $50 \text{ м}^3/\text{час}$ . Транспортные съезды выполнены сечением  $14 \text{ м}^2$ , горизонтальные откаточные выработки –  $20 \text{ м}^2$ . Также как и на руднике «Ла Кобильда», используется система разработки с подэтажным обрушением (рис. 3). При креплении выработок используется исключительно анкерное крепление и торкретирование набрызг-бетоном. Геология месторождения во многом схожа с месторождением «Чармитан» рудника «Зармитан». Особенным отличием месторождения является жильная форма рудных тел, характеризующихся невысокой мощностью, которая в среднем

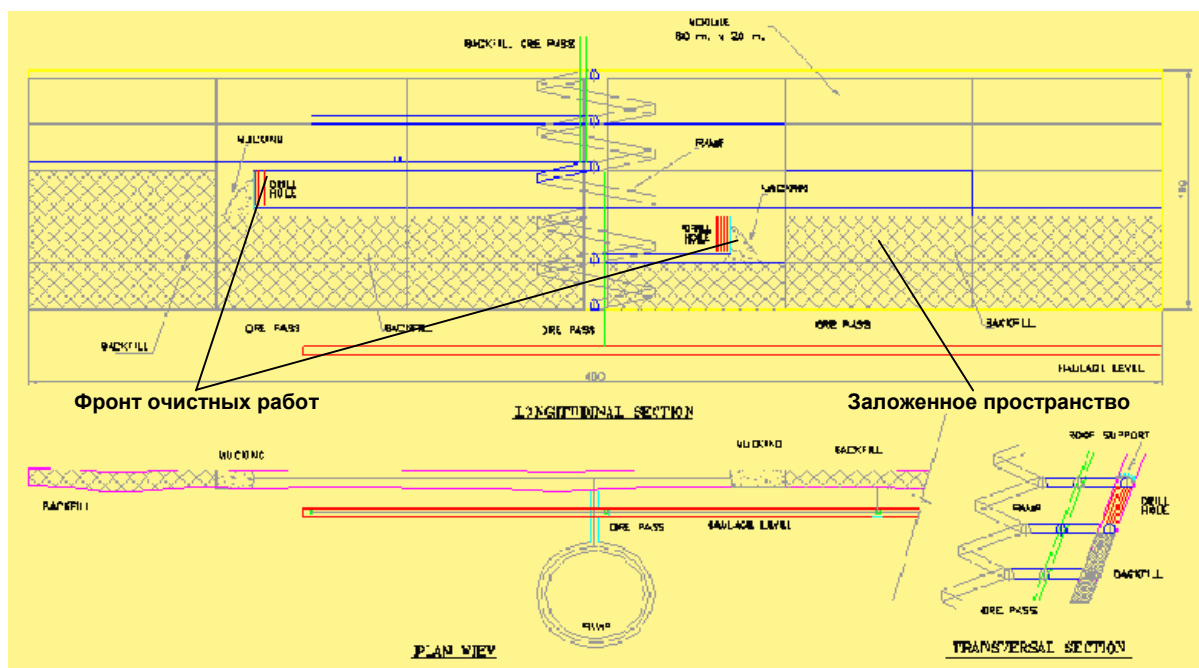


Рис. 3. Схема ведения очистных работ на руднике «Эль-Пеньон»

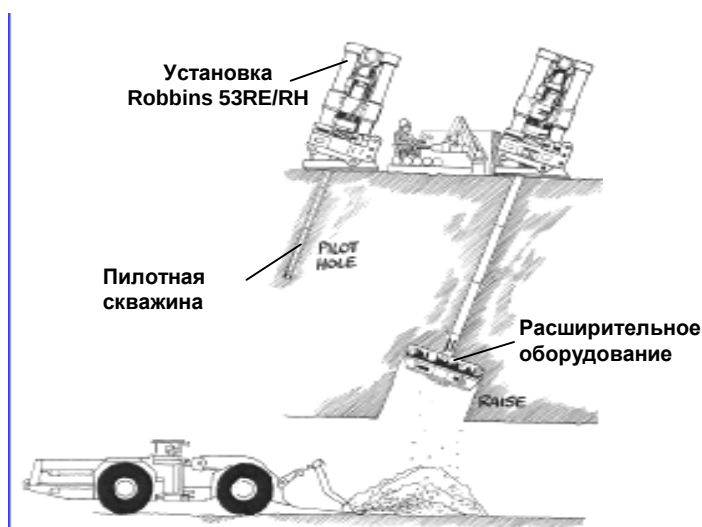


Рис. 4. Схема проходки вертикальных выработок

составляет 2,4 м (на «Зармитане» 2,7 м), и, в связи с этим, существуют некоторые особенности проходки буровых штреков подэтажей. Буровзрывные работы ведутся отдельно, сначала по рудной зоне, затем по вмещающим породам. Минимальная мощность рудных тел, отрабатываемых на шахте, составляет 0,8 м.

Для проходки восстающих и рудоспусков используется бурильная установка Robbins (рис. 4), которая позволяет проходить вертикальные выработки со скоростью до 8 м в смену. Для сравнения - самый прогрессивный способ проходки восстающих, применяемый в комбинате, не позволяет развивать скорость проходки свыше 3,9 м в сутки.

Производительность рудника по добыче составляет 5 тыс. т руды в сутки, при этом используется следующее горное оборудование: бурильная установка для проходки восстающих выработок Robbins 53RE/RH – 2 шт.; бурильная установка Rocket Boomer H-104 – 1 шт.; бурильная установка Rocket Boomer H-281 – 2 шт.; установка веерного бурения скважин Simba H254 – 2 шт.; ПДМ ST-3.5C – 3 шт.; ПДМ ST-2D – 2 шт.; фронтальный погрузчик Volvo L120 – 2 шт.; бутобой – 1 шт.; зарядная машина – 1 шт.; самосвалы MT-431B, грузоподъемностью 28 т – 10 шт. Это парк оборудования позволяет обеспечивать работу 20 подготовительных проходческих забоев, постоянно держать в отбойке 3 очистных блока. Себестоимость добычи одной тонны руды составляет 9 \$ США/т.

Очистные работы ведутся параллельно с закладочными, закладка производится мокрым и сухим способами. Сухим способом закладывается пустая

порода, мокрым, с применением вяжущего материала - хвосты металлургического производства. При этом поверхность заложенного пространства является рабочей площадкой для оборудования, работающего на отгрузке руды из блока. Несмотря на общий высокий уровень производства в стране в целом, рудник «Эль-Пеньон» выделялся более высокой организацией труда и дисциплиной производства.

Рудник «Ла Флорида» расположен в 140 км юго-западнее Сантьяго. На руднике ведутся работы по добыче и обогащению золотосодержащих руд. Производительность рудника по руде 35 тыс. т руды в месяц, содержание золота в руде 5,7 г/т, серебра – 20 г/т. Работы ведутся на шахте в режиме двух добычных и одной проходческой смены в сутки при пятидневной рабочей неделе.

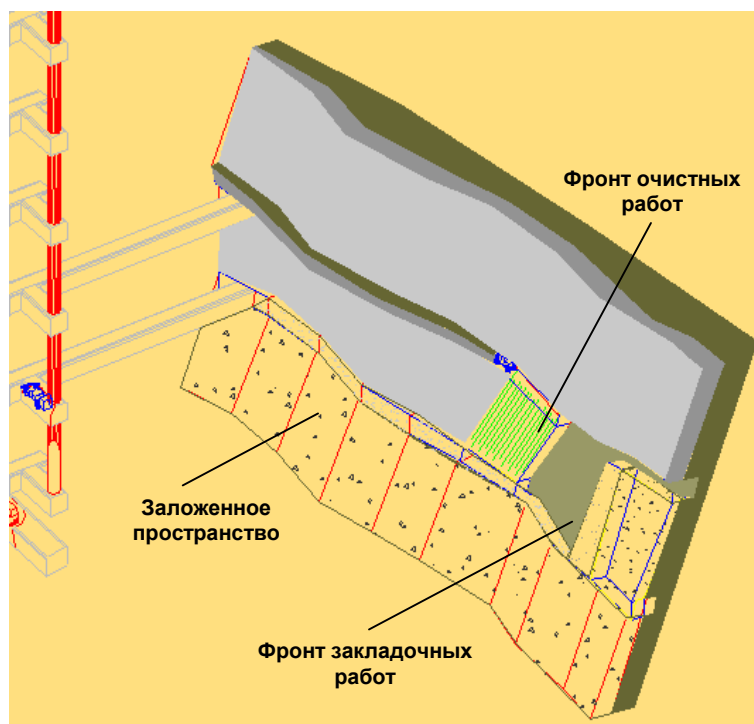


Рис. 5. Аксонометрическая схема ведения очистных работ на руднике «Эль-Пеньон»

Общее количество персонала шахты составляет 84 человека. Принципиальных отличий способов разработки, организации труда при ведении горных работ на шахте по сравнению с рудниками «Ла Кобильда» и «Эль Пеньон» не было, за исключением более крутых наклонных съездов, угол наклона на них 20 %.

В целом изучение опыта ведения подземных горных работ с использованием мобильного оборудования показывает, что его можно с успехом применить при освоении месторождения Зармитан и доработки законтурных частей карьера Мурунтау.

# ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ОТРАБОТАВШИХ ПОДЗЕМНЫХ ГАЗОГЕНЕРАТОРОВ В КАЧЕСТВЕ ТЕПЛОГЕНЕРАТОРОВ

Раимжанов Б.Р., зав. кафедрой «Горное дело» АГМФ НГГИ, докт. техн. наук, проф.; Якубов С.И., зам. декана ТЭФ ТашГТУ, канд. техн. наук

В период эксплуатации промышленных подземных газогенераторов управлять и контролировать процессы газификации практически невозможно. В связи с этим, на отведенных промышленных запасах после отработки газогенераторов остается значительное количество угля. Расчеты показывают, что промышленному извлечению не подвергается до 25-35 % запасов угля. Это означает, что станция «Подземгаз» в период эксплуатации почти на одну треть теряет проектную мощность, и, соответственно, удорожается себестоимость выработанной продукции. Чтобы вовлечь в проектную мощность отведенные запасы угля на станции «Подземгаз» необходимо разработать принципиально новое решение и внедрить его в производство.

В данной работе приводятся исследования и рекомендации по использованию отработавших подземных газогенераторов в качестве теплогенераторов.

Проведенные исследования состояния подземных газогенераторов выявили следующее:

- сравнительно короткий срок эксплуатации подземного газогенератора;
- разработка нового подземного газогенератора требует несколько месяцев;
- температура горючих газов подземного газогенератора колеблется от 250 до 350 °С;
- в среднем в год списывается несколько скважин газогенератора;
- списанный подземный газогенератор затухает через довольно длительное время;
- расход горючих газов составляет до 6 м<sup>3</sup>/сек на одну газогенераторную скважину;
- в среднем теплопроизводительность подземного газогенератора на одну скважину составляет в порядке 4,6 ГДж/час;
- имеется возможность подключить сразу несколько списанных скважин подземных газогенераторов;
- непрерывность работы подземных газогенераторов позволяет эксплуатировать наземный теплотехнический комплекс в номинальном режиме;
- температурный потенциал горючих газов в период эксплуатации достаточно стабильный;
- при подключении системы дымососа имеется возможность увеличения температуры дымовых газов;
- располагаемая площадь на дневной поверхности газогенератора позволяет разместить необходи-

мые производственные оборудования теплотехнического комплекса.

Анализ состояния работы подземных газогенераторов позволил оценить актуальность принятого решение по улучшению эффективности эксплуатации газогенераторов на станции «Подземгаз».

В работах [1, 2] исследованы процессы подземного сжигания угля (ПСУ), и, как показали опыты, данная технология весьма пригодна и для случая затухающего подземного газогенератора.

Преимущества ПСУ в технологии «Подземгаз» заключается в том что:

- совместимы эксплуатации подземных газогенераторов и подземных теплогенераторов;
- процесс розжига в данном случае не требуется;
- имеется наличие развитого процесса горения угля;
- не требуется бурение воздухоподающих и газоотводящих скважин;
- обеспечивается автономность работы подземного теплогенератора от шахты;
- не требуется принятий подземных мер безопасности;
- имеется наличие избыточного давления в подземном пространстве газогенератора, облегчающего работу дымососа.

Таким образом, имеющееся преимущество в данном случае предопределяет возможность использования технологии ПСУ для затухающих отработавших подземных газогенераторов, с последующим извлечением из продуктов полного сгорания физического тепла для различных нужд. В этом случае газогенератор будет использоваться в качестве подземного теплогенератора.

В данном случае в технологии ПСУ наземный теплотехнический комплекс включает в себя следующее оборудование: циклон, котел утилизатор теплоты, тепло-аккумуляторный бак, дымосос, дымовую трубу, различную арматуру, КИП и А. Принципиальная схема извлечения энергии из оставшегося угля при технологии подземной газификации на Ангренской станции «Подземгаз» приведена на рис.

Приведенная схема работает следующим образом:

- из отработавшего подземного газогенератора продукты ПСУ выводятся через газоотводящую скважину;
- далее, продукты ПСУ поступает в циклон, где отделяется от твердых частиц;

- после очистки от твердых частиц продукты ПСУ направляются в теплообменник системы «газ-жидкость»;
- охлажденные в теплообменнике продукты ПСУ

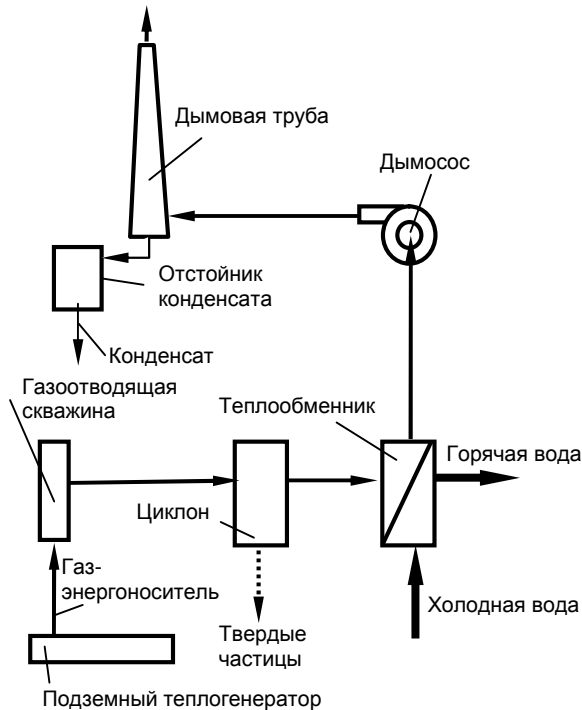


Рис. Принципиальная схема извлечения энергии из оставшегося угля при технологии подземной газификации на Ангренской станции «Подземгаз»

отсасываются дымососом;

- далее, продукты ПСУ выбрасываются в атмосферу через дымовую трубу;
- сконденсировавшиеся компоненты собираются в специальном конденсатоотводчике;

полученная горячая вода отпускается потребителю;

- для стабилизации работы теплообменника и отпуска теплоты устанавливается аккумуляторный бак.

Данная схема была рекомендована для практически списанных подземных газогенераторов Ангренской станции «Подземгаз». Монтажно-наладочные работы перечисленного теплотехнического оборудования не сложны, их можно произвести собственными силами специалистов станции «Подземгаз». В качестве дымовой трубы можно использовать не пригодные стальные трубы. Теплообменное оборудование выпускается отечественным химическим машиностроением. Циклонная установка очень проста в изготовлении и не требует сложного оборудования. Единственный элемент, который необходимо приобрести - это дымосос.

Таким образом, предложенная схема использования отработавших подземных газогенераторов в качестве теплогенераторов, позволяет увеличить коэффициент извлечения полезного ископаемого, вовлечь потерянные угольные запасы в топливный баланс станции, преобразовать безвозвратную часть энергии угля в полезную тепловую энергию.

#### Список литературы:

1. Мухиддинов Д.Н., Шаисламов А.Ш., Якубов С.И. Перспективы использования угля в топливно-энергетическом балансе. / Энергия ва ресурс тежаш муаммолари, № 1-2, Тошкент, 2004, с. 55-60.
2. Якубов С.И., Мухиддинов Д.Н., Хаджаев М. Ангрен кўмир захирасидан ноанъанавий услуда энергия олиш. // «Инновация-2004» илмий мақолалар тўплами. Тошкент, 2004, б. 102-103.

УДК 622.235; 622.236.4.(043.3)

© Норов Ю.Д., Уринов Ш.Р. 2005 г.

## ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗМЕРОВ ВЫЕМОК В ЗАВИСИМОСТИ ОТ ВЫСОТЫ ТРАПЕЦИЕВИДНОЙ ФОРМЫ ГРУНТОВОЙ ОБВАЛОВКИ И УДЕЛЬНОГО РАСХОДА ТРАНШЕЙНЫХ ЗАРЯДОВ ВЫБРОСА

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

Для определения величины размеров выемок, образовавшихся от взрывов на выброс с помощью траншейных зарядов ВВ, проводились опытно-промышленные взрывы по методикам [1, 2] на объекте «Строительства коллектора «Машанкул».

Проходка зарядной траншеи шириной 0,8 м и глубиной равной глубине профильного сечения выемки в грунтовом массиве осуществлялась экскаватором непрерывного действия марки ЭТЦ 252. Количество зарядных траншей в зависимости от величины размеров выемок, образуемой взрывами на выброс, состав-



вило – 2, расстояние между зарядными траншеями в экспериментах –  $8 \pm 0,5$  м.

Заряжание траншеи производилось промышленными ВВ, предназначенными для открытых и подземных горных работ, кроме опасных газу и пыли, типа гранулиты С-2, М, АС-4, АС-8, основные характеристики которых приведены в работах [3, 4]. В качестве промежуточного детонатора для усиления мощности основного малочувствительного заряда ВВ использовались аммонит № 6ЖВ, порошок, весом 40 кг через каждые 25-40 м в зависимости от влажности взрывающего массива по методике [5]. Для инициирования ВВ по длине траншейного заряда применялся детонирующий шнур марки ДШЭ-12, концы которого в начале и в конце взрывающей траншеи выводились на дневную поверхность.

Экспериментальные взрывы проводились при различных удельных расходах ВВ: 2,0; 3,0 и 4,0 кг/м<sup>3</sup>.

Забойка и обваловка зарядной траншеи грунтом производились бульдозером марки С-130, причем обваловка производилась грунтом, который вынимали в контуре выемки.

Первая серия экспериментальных взрывов произведена при различных высотах грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса равных 1,0 м; 2,0 м; 3,0 м; и 4,0 м, при их постоянной ширине равной 20 м. Вторая серия экспериментальных взрывов произведена при различной ширине грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса равной 15 м; 17 м; 19 м; 21 м; 23 м и 25 м, при их постоянной высоте равной 3,5 м.

Угол насыпи поверхности грунтовой обваловки к горизонту составлял 35°.

Подрыв подготовленных траншейных зарядов выброса производился электродетонаторами, подсоединенными к ДШЭ-12 в местах вывода на дневную по-

верхность, с применением взрывной машинки марки КПМ – 1А.

После проведения каждой серии взрывов на выброс производились маркшейдерские замеры для определения величины размеров выемки в зависимости от ширины и высоты грунтовой обваловки, а также удельного расхода траншейных зарядов выброса. Результаты изменения профильного сечения размеров выемки в зависимости от удельного расхода ВВ и высоты грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса, приведены в табл.

На рис. 1-3 приведены закономерности изменения глубины, ширины сечения выемки по дну и верху в зависимости от удельного расхода ВВ и высоты грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса.

Полученные зависимости показывают, что с увеличением высоты грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса от 1,0 м до 4,0 м при удельном расходе ВВ равным 2,0 кг/м<sup>3</sup> происходит увеличение глубины, ширины сечения выемки по дну и верху, соответственно, в 1,48; 1,41 и 1,32 раза. Полученные зависимости также показывают, что при высоте грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса равной 4,0 м глубина, ширина сечения выемки по дну и верху принимают максимальные значения и составляют, соответственно, 3,1 м; 41 м и 54 м, которые удовлетворяют предъявляемым требованиям к размерам выемок со стороны заказчика. При дальнейшем увеличении высоты грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса более 4,0 м глубина, ширина сечения выемки по дну и верху снижаются.

Полученные зависимости, приведенные на рис. 1-3 показывают, что с увеличением высоты грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса от 1,0 м до

Т а б л и ц а

Профильные сечения размеров выемки в зависимости от удельного расхода ВВ и высоты грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса

| Номера опытных взрывов | Проектная глубина выемки H, м | Проектная ширина выемки |               | Проектный объём выброса V <sub>м</sub> , м <sup>3</sup> | Удельный расход ВВ q, кг/м <sup>3</sup> | Масса заряда ВВ на один м траншеи Q, кг | Ширина грунтовой обваловки L, м | Глубина выемки H, м | Ширина выемки |               | Относительный объём выброса V <sub>отн</sub> , % |
|------------------------|-------------------------------|-------------------------|---------------|---------------------------------------------------------|-----------------------------------------|-----------------------------------------|---------------------------------|---------------------|---------------|---------------|--------------------------------------------------|
|                        |                               | по дну A, м             | по верху B, м |                                                         |                                         |                                         |                                 |                     | по дну A, м   | по верху B, м |                                                  |
| 1                      | 4,0                           | 40                      | 64            | 208                                                     | 2                                       | 416                                     | 1,0                             | 2,1                 | 29            | 41            | 35                                               |
| 2                      | 4,1                           | 40                      | 65            | 215                                                     | 2                                       | 431                                     | 2,0                             | 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                                     | 3,0                             | 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                                     | 4,0                             | 3,1                 | 41            | 54            | 81                                               |
| 7                      | 3,6                           | 40                      | 61            | 182                                                     | 2                                       | 364                                     | 4,0                             | 3,0                 | 40            | 53            | 77                                               |
| 8                      | 3,5                           | 40                      | 61            | 177                                                     | 3                                       | 530                                     | 1,0                             | 2,4                 | 31            | 43            | 50                                               |
| 9                      | 3,5                           | 40                      | 61            | 177                                                     | 3                                       | 530                                     | 2,0                             | 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                                     | 3,0                             | 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                                     | 4,0                             | 3,05                | 43            | 55            | 94                                               |
| 14                     | 3,0                           | 40                      | 58            | 147                                                     | 4                                       | 588                                     | 1,0                             | 2,6                 | 36            | 46            | 73                                               |
| 15                     | 3,1                           | 40                      | 58            | 152                                                     | 4                                       | 608                                     | 2,0                             | 3,0                 | 49            | 59            | 100                                              |
| 16                     | 3,3                           | 40                      | 60            | 165                                                     | 4                                       | 660                                     | 3,0                             | 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                                     | 4,0                             | 2,9                 | 42            | 52            | 90                                               |

3,0 м при удельном расходе ВВ равным 3,0 кг/м<sup>3</sup>, происходит увеличение глубины, ширины профильного сечения выемки по дну и верху, соответственно, в 1,36; 1,45 и 1,33 раза. Полученные закономерности также показывают, что при высоте грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса равной 3,0 м глубина, ширина сечения выемки по дну и верху принимают максимальные значения и составляют, соответственно, 3,26 м; 45,0 м и 57,0 м.

При дальнейшем увеличении высоты грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса более 3,0 м





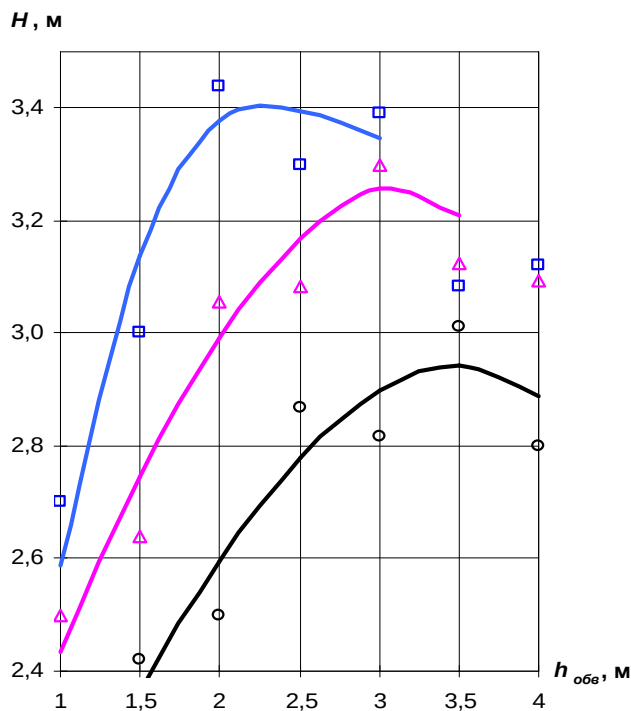


Рис. 1. Изменение глубины сечения выемки ( $H$ ) в зависимости от удельного расхода ВВ и высоты грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса:

○ -  $q=2,0 \text{ кг/м}^3$ ; △ -  $q=3,0 \text{ кг/м}^3$ ; □ -  $q=4,0 \text{ кг/м}^3$

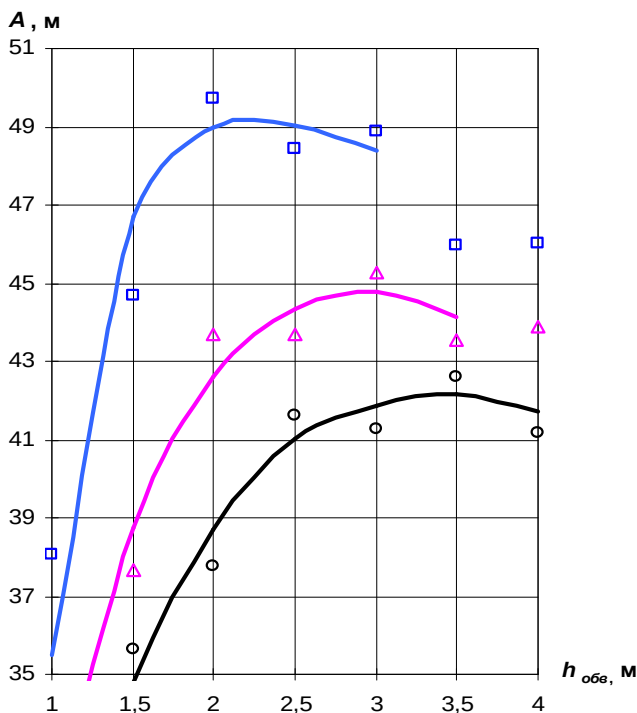


Рис. 2. Изменение ширины сечения выемки ( $A$ ) по дну в зависимости от удельного расхода ВВ и высоты грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса:

○ -  $q=2,0 \text{ кг/м}^3$ ; △ -  $q=3,0 \text{ кг/м}^3$ ; □ -  $q=4,0 \text{ кг/м}^3$

глубина, ширина сечения выемки по дну и верху снижаются.

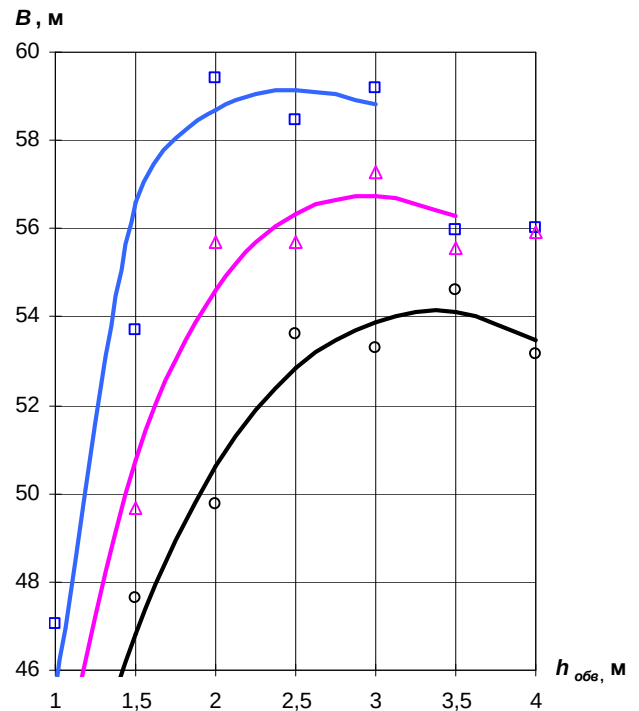


Рис. 3. Изменение ширины сечения выемки ( $B$ ) по верху в зависимости от удельного расхода ВВ и высоты грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса:

○ -  $q=2,0 \text{ кг/м}^3$ ; △ -  $q=3,0 \text{ кг/м}^3$ ; □ -  $q=4,0 \text{ кг/м}^3$

Полученные закономерности показывают, что с увеличением высоты грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса от 1,0 м до 2,0 м при удельном расходе ВВ равном  $4,0 \text{ кг/м}^3$  происходит увеличение глубины, ширины профильного сечения выемки по дну и верху, соответственно, в 1,15; 1,36 и 1,28 раза. При высоте грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса равной 2,0 м глубина, ширина сечения выемки по дну и верху принимают максимальные значения и составляют соответственно 3,0 м; 49,0 м и 59,0 м.

При дальнейшем увеличении высоты грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса более 2,0 м глубина, ширина сечения выемки по дну и верху медленно снижаются.

#### Список литературы:

1. Методика расчета параметров траншейных зарядов выброса в грунтовом массиве. Ташкент, 2000, 10 с.
2. А.с. № 1752947 (СССР) Способ образования траншей взрывом / Норов Ю.Д., Пшеничный В.И., Гусев Ю.И., Хужаев У.Я., Финский Ф.Я. Зарегистрировано в государственном реестре изобретений Союза ССР от 8 апреля 1992 г. Опубл. в бюллетене изобретений СССР № 29 от 07.08.1992 г.
3. Авдеев Ф.А., Барон В.Л., Гуров Н.Ф., Контор В.Х. Нормативный справочник по буровзрывным работам. 5-е издание. М., 1986, 511 с.
4. Кушнарев Д.Н., Миндели Э.О., Авдеев А.Ф. Справочник по буровзрывным работам в мелиоративном и водохозяйственном строительстве. М., Недра, 1985, 446 с.
5. Патент № 5922 (РУз.) способ формирования траншейного заряда взрывчатого вещества. / Норов Ю.Д. Зарегистрировано в государственном реестре изобретений РУз. от 13.07.1999 г. Опубл. в бюллетене изобретений РУз. № 3, 1999 г.

# ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗМЕРОВ ВЫЕМОК В ЗАВИСИМОСТИ ОТ ШИРИНЫ ТРАПЕЦИЕВИДНОЙ ФОРМЫ ГРУНТОВОЙ ОБВАЛОВКИ И УДЕЛЬНОГО РАСХОДА ТРАНШЕЙНЫХ ЗАРЯДОВ ВЫБРОСА

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

Изменения профильного сечения размеров выемки в зависимости от удельного расхода ВВ и ширины грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса, приведены в табл.

На рис. 1-3 приведены закономерности изменения глубины, ширины сечения выемки по дну и верху в зависимости от удельного расхода ВВ и ширины грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса.

Полученные зависимости показывают, что с увеличением ширины грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса от 15,0 м до 24,0 м при удельном расходе ВВ, равным 2,0 кг/м<sup>3</sup> происходит увеличение глубины, ширины сечения выемки по дну и верху, соответственно, в 1,24; 1,27 и 1,2 раза. Полученные зависимости также показывают, что при ширине грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса равной 24,0 м глубина, ширина сечения выемки по дну и верху принимают максимальные значения и составляют, соответственно, 2,85 м; 42 м и 55 м, которые удовлетворяют предъявляемые требования к размерам выемок со стороны заказчика. При дальнейшем увеличении ширины грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса более 24,0 м, глубина, ширина

сечения выемки по дну и верху снижаются.

Полученные зависимости, приведенные на рис. 1-3, показывают, что с увеличением ширины грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса от 15,0 м до 22,0 м при удельном расходе ВВ равным 3,0 кг/м<sup>3</sup>, происходит увеличение глубины, ширины профильного сечения выемки по дну и верху, соответственно, в 1,2; 1,29 и 1,21 раза. Полученные закономерности также показывают, что при ширине грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса равной 22,0 м глубина, ширина сечения выемки по дну и верху принимают максимальные значения и составляют, соответственно, 3,0 м; 44,0 м и 58,0 м.

При дальнейшем увеличении ширины грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса более 22,0 м глубина, ширина сечения выемки по дну и верху снижаются.

Полученные закономерности показывают, что с увеличением ширины грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса от 15,0 м до 20,0 м при удельном расходе ВВ равным 4,0 кг/м<sup>3</sup> происходит увеличение глубины, ширины профильного сечения выемки по дну и верху, соответственно, в 1,12; 1,28 и 1,23 раза.

Таблица

Профильные 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 объем выброса V <sub>m</sub> , м <sup>3</sup> | Удельный расход ВВ q, кг/м <sup>3</sup> | Масса заряда ВВ на один м траншеи Q, кг | Ширина грунтовой обваловки L, м | Глубина выемки H, м | Ширина выемки |               | Относительный объем выброса V <sub>отн</sub> , % |
|------------------------|-------------------------------|-------------------------|---------------|---------------------------------------------------------|-----------------------------------------|-----------------------------------------|---------------------------------|---------------------|---------------|---------------|--------------------------------------------------|
|                        |                               | 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                                               |

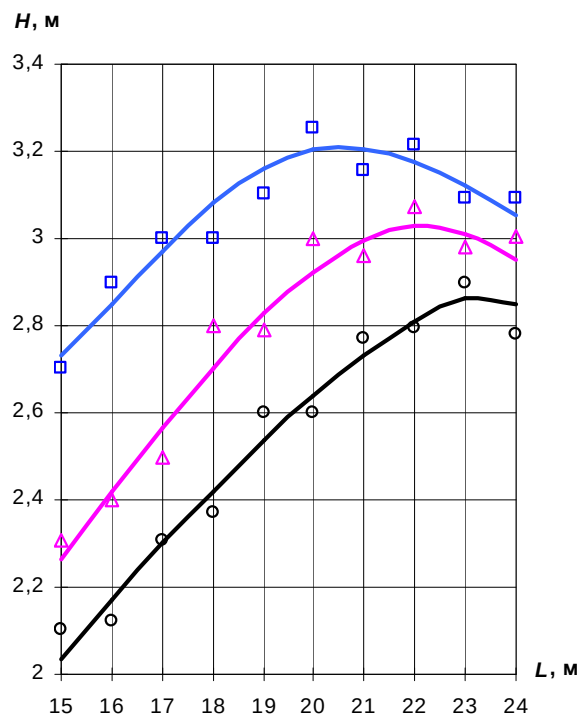


Рис. 1. Изменение глубины сечения выемки ( $H$ ) в зависимости от удельного расхода ВВ и ширины грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса

○ -  $q=2,0 \text{ кг/м}^3$ ; △ -  $q=3,0 \text{ кг/м}^3$ ; □ -  $q=4,0 \text{ кг/м}^3$

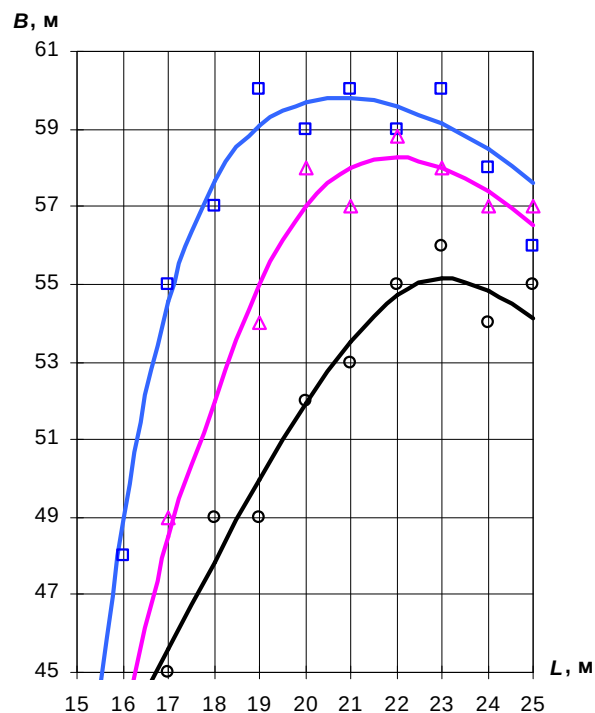


Рис. 3. Изменение ширины сечения выемки ( $B$ ) по верху в зависимости от удельного расхода ВВ и ширины грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса

○ -  $q=2,0 \text{ кг/м}^3$ ; △ -  $q=3,0 \text{ кг/м}^3$ ; □ -  $q=4,0 \text{ кг/м}^3$

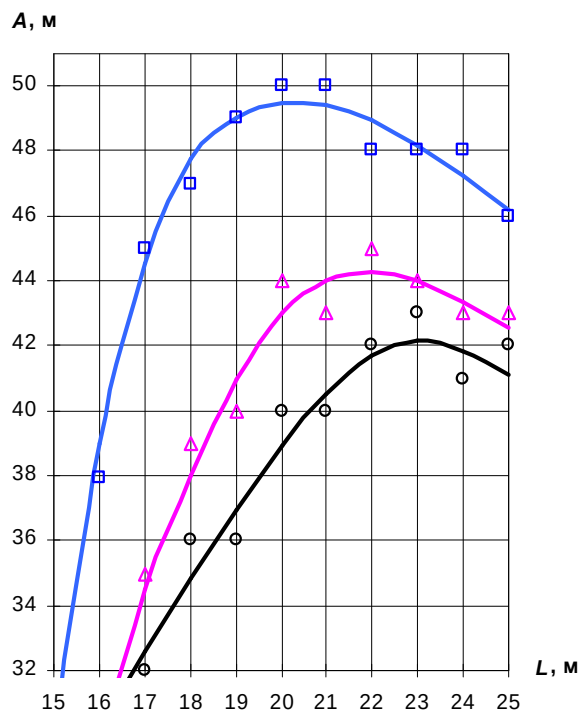


Рис. 2. Изменение ширины сечения выемки ( $A$ ) по дну в зависимости от удельного расхода ВВ и ширины грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса

○ -  $q=2,0 \text{ кг/м}^3$ ; △ -  $q=3,0 \text{ кг/м}^3$ ; □ -  $q=4,0 \text{ кг/м}^3$

Полученные зависимости также показывают, что при ширине грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса равной 20,0 м глубина, ширина сечения выемки по дну и верху принимают максимальные значения и составляют, соответственно, 3,2 м; 50,0 м и 60,0 м.

При дальнейшем увеличении ширины грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса более 20,0 м глубина, ширина сечения выемки по дну и верху медленно снижаются.

Статистический анализ полученных результатов показывает, что глубина, ширина профильного сечения выемки по дну и верху характеризуется в виде зависимости параболического типа с показателем 1/2 от удельного расхода ВВ и ширины грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса, абсолютные значения которых приведены в табл.

#### Выводы:

1. Разработана методика определения профильного сечения выемки в зависимости от размеров грунтовой обваловки и удельного расхода траншейных зарядов выброса.

2. Впервые установлена обобщающая закономерность размеров профильного сечения выемок в виде зависимостей параболического типа с показателем 1/2 от ширины грунтовой обваловки и удельного расхода траншейных зарядов выброса.

# ОСНОВНЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ПО РАСШИРЕНИЮ ГЕОРЕСУРСНОГО ПОТЕНЦИАЛА ПРИ ОСВОЕНИИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ МУРУНТАУ

Шеметов П.А., начальник рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук

Успешное социально-экономическое развитие Республики Узбекистан неразрывно связано с освоением ее минерально-сырьевых ресурсов. Богатые месторождения, доступные к эксплуатации при любой конъюнктуре рынка, быстро истощаются и приходится вовлекать в разработку залежи полезных ископаемых с более низким содержанием полезных компонентов. При разработке крутопадающих месторождений открытым способом затраты на добычу увеличиваются, что повышает для недропользователей привлекательность отработки более богатой части запасов для сохранения высокого уровня прибыли. Очевидно, что рост этих затрат связан с повышением доли вскрышных работ и стоимости транспортирования. Следовательно, эффективность использования запасов месторождения может быть повышена за счет их снижения, что при соответствующем перераспределении финансовых средств позволит вовлечь в отработку часть минерального сырья, отнесенного к забалансовым запасам, сохранив приемлемый уровень прибыли.

Целесообразность такого решения повышается на фоне неизбежного падения во времени ресурсного потенциала месторождений. В то же время известно, что при открытой разработке крутопадающих месторождений сложного строения 1/3 запасов остается в недрах, теряется при добыче и складировании, что противоречит принципам рационального использования недр. А поскольку извлекаемые запасы сырья представляют собой георесурсный потенциал месторождений, то его расширение является актуальной проблемой открытой разработки крутопадающих месторождений сложного строения.

Идея решения этой проблемы заключается в том, что эффективность использования георесурсного потенциала месторождения может быть повышена путем расширения границ открытой разработки и снижения кондиций на перерабатываемую руду за счет уменьшения затрат на добычу в результате совершенствования существующих и внедрения новых технологий горного производства. Реализация такой идеи позволит в различных горно-геологических и экономических условиях получить дополнительную продукцию и продлить срок эффективной работы горно-перерабатывающего комплекса.

Таким образом, повышение экономической эффективности горных работ в глубоких карьерах является основой для расширения сырьевой базы и увели-

чения георесурсного потенциала месторождений, что требует поиска комплекса научно-технических решений, обеспечивающих повышение эффективности его использования за счет предотвращения или уменьшения негативного влияния роста глубины карьеров на технико-экономические показатели разработки. При этом, в условиях неизбежного падения ресурсного потенциала месторождений поиск таких решений должен быть направлен на:

- разработку стратегии освоения крутопадающих месторождений сложного строения и развития глубоких карьеров, предусматривающей внедрение более экономичных технологий горного производства;
- исследование взаимосвязи границ карьера с технико-экономическими показателями горных работ и параметрами рыночной экономики;
- рационализацию управления развитием рабочего пространства карьера и режимом горных работ;
- оптимизацию затрат в технологических потоках карьера за счет управления качеством взрывного рыхления массива при использовании эмульсионных ВВ;
- формирование георесурсного потенциала карьера управлением сырьевой базой;
- управление качеством рудного потока.

Рассмотрим комплекс научно-технических решений, направленных на повышение георесурсного потенциала на примере открытой разработки крутопадающего месторождения Мурунтау.

## Разработка стратегии освоения месторождений и развития глубоких карьеров

Стратегия освоения крутопадающих месторождений сложного строения предполагает выбор и реализацию способов разработки, технологий и технологических процессов горных работ, взаимосвязанные и целенаправленные преобразования которых обеспечивают адаптацию горного производства к изменяющимся горно-геологическим, экономическим и социальным условиям. Методические основы разработки стратегии освоения крутопадающих месторождений сложного строения заключаются в следующем.

Определяются приоритеты существования горно-перерабатывающего комплекса, на основе которых формулируется его стратегическая целевая функция, направленная в рассматриваемом случае на решение социально-экономических проблем региона за счет увеличения срока существования предприятия. Следствием реализации такой целевой функции является

уменьшение нормы прибыли, например, с 50 % до 10 % при соответствующем расширении границ горных работ и снижении кондиций на руду. Эта целевая функция, предусматривающая повышение эффективности использования георесурсного потенциала месторождения Мурунтау, положена в основу разработанной стратегии его освоения. При этом учтены следующие факторы: на базе месторождения Мурунтау создан крупный горно-перерабатывающий комплекс, производительность которого непрерывно увеличивалась и в настоящее время превысила 28 млн т/год; месторождение разрабатывается открытым способом. Фактические размеры карьера по поверхности 3,5×2,5 км, глубина 480 м (при проектном значении 735 м). Запасы месторождения отработаны на ~50 %, а оставшаяся часть сосредоточена в проектных контурах, ниже дна (глубина залегания ~2,0 км) и за бортами карьера. Кроме того, в процессе отработки месторождения образовалось значительное количество отходов в виде некондиционной рудной массы, накопленной в складах и отвалах. Процесс образования таких отходов продолжается; особенности строения месторождения предопределили сокращение активной площади рудных залежей по мере увеличения глубины разработки, что неизбежно ведет к снижению производительности карьера по руде. Поэтому для выполнения заданной программы выпуска золота с 1978 г. в переработку начали вовлекать забалансовую руду с закономерно снижающимся содержанием, одновременно увеличивая производственные мощности перерабатывающего завода; часть запасов месторождения не может быть добыта открытым способом и останется за границами карьера независимо от его размеров в плане и по глубине; прогнозируется дальнейший рост рыночной цены золота.

С учетом перечисленных факторов предложена стратегия освоения месторождения Мурунтау, предусматривающая отработку запасов:

- открытым способом с прогнозируемой глубиной карьера до 1000 м;
- открытым способом на складах и отвалах карьера;
- подземным способом за контуром карьера и ниже дна карьера.

Прогнозируемая глубина открытой разработки месторождения Мурунтау определена с ориентацией на известную в настоящее время максимальную глубину карьера Чикуйкамата (Чили), но должна быть уточнена технико-экономическими расчетами.

Отработка запасов, накопленных в складах и отвалах и представляющих собой техногенные минеральные образования, ориентирована на использование отходов горно-перерабатывающего производства с содержанием золота, обеспечивающим безубыточную работу предприятия, даже если такие отходы требуют организации дополнительных производственных циклов.

Отработка законтурных участков предусматривает использование выработанного пространства карьера для вскрытия рудных зон горизонтальными или наклонными выработками с объединением грузопотоков

открытой и подземной добычи в единый грузопоток. При этом условием перехода на совмещенный открыто-подземный способ добычи является необходимость предотвратить падение выпуска золота ниже определенного уровня. Переход на подземную добычу предполагается на последней стадии доработки карьера открытым способом.

Таким образом, стратегия освоения месторождения Мурунтау предусматривает повышение степени использования георесурсного потенциала за счет: увеличения глубины карьера до 1000 м; вовлечения в переработку отходов горного производства; применения подземного способа с использованием выработанного пространства карьера для вскрытия залежей.

Логическим продолжением стратегии освоения месторождения Мурунтау является разработка общего сценария развития карьера, предусматривающая опережающее определение методов и средств адаптации технологии горных работ к изменяющимся условиям. Полученный в результате разработки сценария прогноз развития горнотехнической ситуации в карьере рассматривается как задача, требующая решения с тем, чтобы своевременно обеспечить прогнозируемые объемы горных работ, расстояние перевозки и высоту подъема горной массы различными видами транспорта. При этом учитывается, что при развитии карьера в проектных контурах IV очереди снижается бортовое содержание, но количество руды возрастает на 135 %.

Основные параметры карьера Мурунтау в период его развития с 1967 по 2004 гг. и прогноз развития горнотехнической ситуации до 2030 г. приведены в табл. При разработке сценария развития карьера Мурунтау упор сделан на широкое внедрение автомобильно-конвейерного транспорта (ЦПТ) на основе крутонаклонных конвейеров и мобильных дробильно-перегрузочных пунктов.

Таким образом, применение разработанной стратегии развития глубокого карьера предусматривающей применение новых более экономичных технологий горного производства, обеспечивает повышение эффективности горных работ и на этой основе увеличивает эффективность использования георесурсного потенциала месторождения Мурунтау.

#### **Исследование взаимосвязи границ карьера с технико-экономическими показателями горных работ и параметрами рыночной экономики**

Взаимосвязь границ карьера с технико-экономическими показателями горных работ исследуется на основе влияния глубины карьера на коэффициент вскрыши и себестоимости выемки горной массы. Высокий коэффициент вскрыши обуславливает высокие затраты на добычу и, как следствие, ограничение по глубине с оставлением запасов руды за контуром карьера и образованием значительного количества забалансовой руды. Расширения границ открытой разработки крутопадающих месторождений сложного строения возможно достичь минимизацией объемов вскрышных работ, что реализуется через применение профиля борта переменной кривизны и уменьшения



Таблица

Основные параметры карьера Мурунтау в период его развития с 1967 по 2004 гг. и прогноз развития горнотехнической ситуации до 2030 г.

| Показатели                                                          | Значение |         |         |              |          |
|---------------------------------------------------------------------|----------|---------|---------|--------------|----------|
| Этап развития карьера                                               | I        | II      | III     | IV           | V        |
| Период существования этапа                                          | 1967-72  | 1972-76 | 1976-04 | 2004-15      | 2015-30  |
| Объем горной массы в контуре карьера, млн м <sup>3</sup>            | 168      | 602     | 845     | 1390         | 1600     |
| Глубина карьера, м                                                  | 250      | 380     | 460     | 575/630/735* | 850/1000 |
| Производительность карьера по горной массе, млн м <sup>3</sup> /год | 8        | 24      | 41,8    | 35-45        | 8-14     |
| Запасы, %                                                           | 74       | 100     | 145     | 210          | 280      |
| Производительность перерабатывающего комплекса, млн т/год           | 5        | 10      | 15      | 28           | 30       |
| Удельный вес ЦПТ, %                                                 | 0        | 0       | 60-70   | 70-80        | 40-60    |
| Уклон автомобильных дорог, %                                        | 8-10     | 8-10    | 8-10    | 8-15         | 15-20    |
| Угол борта на предельном контуре, град.                             | 28-32    | 28-32   | 34-36   | 38-41        | 44-51    |
| Грузоподъемность а/самосвалов                                       | 27-40    | 40-75   | 110-140 | 140-180      | 30-50    |
| Угол наклона конвейеров, град.                                      | 0        | 0       | 15      | 15, 38       | 40-45    |

Примечание: \*) Последовательное увеличение глубины в результате повышения эффективности ведения горных работ

коэффициента запаса его устойчивости с глубиной. При этом за основу принята идея постепенного уменьшения коэффициента запаса устойчивости борта по мере увеличения глубины карьера (рис. 1) [1]. Её появление основывается на том, что необходимость обеспечивать устойчивость борта сокращается во времени с глубиной карьера. И теоретически после того, как будет извлечена последняя тонна полезного ископаемого технологические функции борта глубокого карьера прекращаются, и он может терять свою устойчивость. Исходя из этого коэффициент запаса устойчивости борта глубокого карьера при проектной глубине должен стремиться к 1,0.

Таким образом, разработанный метод определения параметров нерабочего борта карьера обеспечивает увеличение угла его откоса и, соответственно, уменьшение объема вскрыши за счет коэффициента запаса устойчивости с  $K_3=1,2 \div 1,3$  до  $K_3=1,0$ . Естественно, что такое уменьшение объема вскрыши сокращает затраты на добычу и позволяет расширить границы карьера.

Взаимосвязь себестоимости выемки горной массы с глубиной карьера определена с использованием энергетического метода [2], полагая что финансовые и энергетические затраты в зависимости от глубины разработки изменяются по одинаковой закономерности. С использованием этого допущения была установлена зависимость теоретически возможной себестоимости транспортирования от глубины карьера (рис. 2). Задача проектировщиков в этом случае заключается в совмещении теоретического и фактического графиков себестоимости транспортирования горной массы от глубины карьера, что реализуется через последовательное

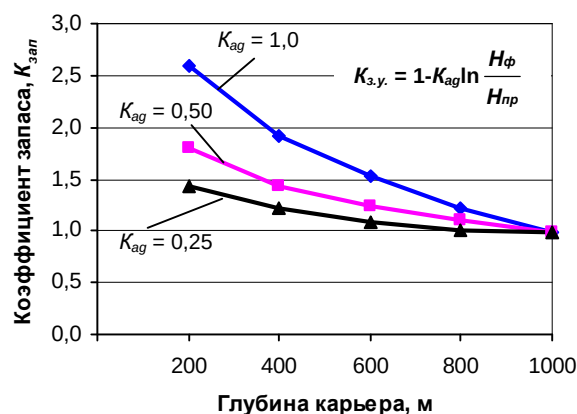


Рис. 1. Изменение коэффициента запаса устойчивости  $K_{зап}$  борта при понижении горных работ:  
 $H_{пр}$ ,  $H_{ф}$  – проектная и фактическая глубина карьера, м;  
 $K_{ag} = \frac{n_0}{n}$  – коэффициент адаптации к интенсивности ведения работ;  $n_0$ ,  $n$  – минимальный и заданный темп понижения горных работ

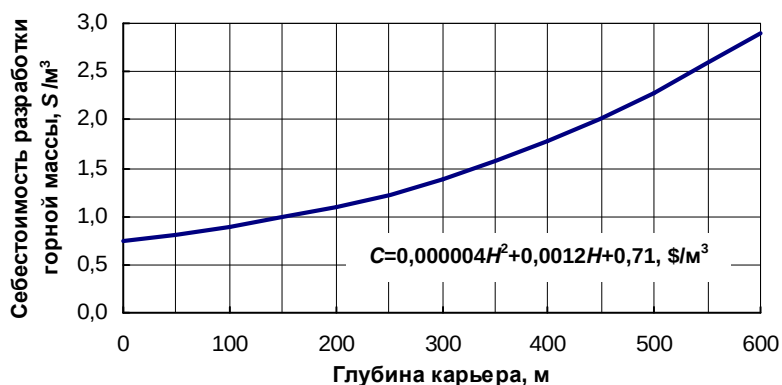


Рис. 2. Взаимосвязь теоретической себестоимости транспортирования горной массы от глубины карьера

внедрение менее затратных технологий и менее энергоемкого горно-транспортного оборудования. С энергетической точки зрения такая схема характеризуется следующим образом.

При увеличении расстояния перевозки и высоты подъема горной массы из карьера наступает момент, когда рост затрат энергии приводит к потере автомобильным транспортом экономической эффективности. Уменьшение энергозатрат в этом случае достигается частичной заменой автомобильного транспорта на менее энергоемкий конвейерный. В частности, в карьере Мурунтау циклично-поточную технологию целесообразно было внедрить при увеличении расстояния перевозки автосамосвалами до 3,3-3,5 км и высоты подъема до 70-80 м.

Таким образом, область применения циклической выемочно-погрузочной и поточной транспортной техникой достигается рациональным сочетанием оборудования, обеспечивающим минимум энергозатрат по всему технологическому потоку.

Рациональный профиль борта карьера в сочетании с полученной зависимостью себестоимости транспортирования от глубины карьера позволяет для разной цены золота определить экономически целесообразные границы на товарную руду и границы открытой разработки месторождения (рис. 3). В частности при цене золота 260, 300 и 400 \$/oz предельная глубина карьера соответственно составит – 90 м; – 150 м; – 210 м (для бортового содержания 1,0 г/т).

Однако, определение экономического целесообразных границ карьера не дает ответа на вопрос о рациональном режиме горных работ и производительности по руде.

В настоящее время производительность карьера по руде и режим горных работ определяются по заданной производительности перерабатывающего завода. Однако, директивное задание годовой производительности карьера по руде в реальной практике далеко не всегда относится к лучшему решению, следствием которого является упущенная прибыль и снижение степени использования георесурсного по-

тенциала месторождения.

Предложено стратегию развития глубокого карьера разрабатывать на основе использования математической модели функционирования системы «карьер-завод» с определением ее параметров по критерию получения заданной прибыли за весь срок существования карьера. Использование такой математической модели позволяет определить оптимальный режим горных работ, производительность завода и выпуск золота [3].

Ограничивающими факторами в этом случае являются: производительность перерабатывающего завода; цена золота на рынке; экономические показатели добычи, связанные с глубиной карьера.

При этом выбор варианта развития происходил следующим образом: устанавливалась производительность завода; задавалась цена золота; устанавливалась закономерность себестоимости от глубины работ; проводился расчет варианта.

Один из вариантов расчета параметров системы «карьер-завод» приведен на рис. 4. Анализ этой гистограммы показывает, что наилучшим вариантом, обеспечивающим получение максимальной прибыли, является вариант с производительностью завода 28 млн т/год, производительностью карьера  $\leq 20$  млн м<sup>3</sup>/год и сроком существования около 70 лет.

#### Рационализация управления развитием рабочего пространства карьера и режимом горных работ

Рационализация управления развитием рабочего пространства карьера и режимом горных работ базируется на разработанном компьютерном комплексе проектирования, методах непрерывного планирования и проектирования горных работ и разделении рабочего пространства карьера на зоны. При этом управляемость такого процесса в изменяющихся горнотехнических условиях и дефиците горно-транспортного оборудования предполагает создание иерархически организованной системы «карьер – этап развития карьера – природно-технологическая зона – выемочный блок – забой», в которой карьер является верхним, а экскаваторный забой нижним иерархиче-

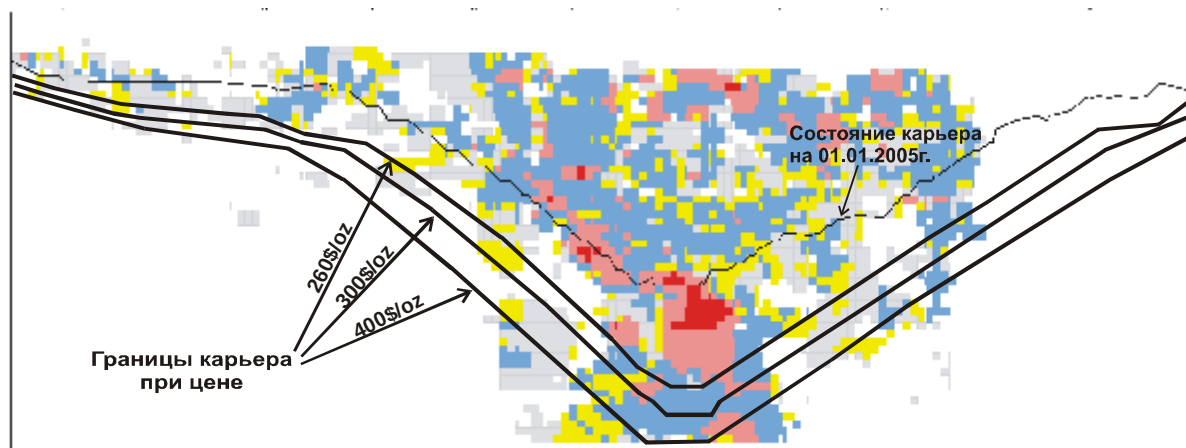


Рис. 3. Схема границ горных работ карьера при различной цене на золото

ским уровнем управления с характерными размерами, объемами горных работ, задачами и методами управления.

Разделение зоны на выемочные блоки осуществляется по общему пространственному или функциональному признаку: выемочные блоки вскрыши, попутной и основной добычи; выемочные блоки целевых работ (изменение схемы вскрытия, создание площадок для внутрикарьерных буферных складов, транспортных и перегрузочных комплексов и т.д.). Сокращение активной части рабочей зоны на вытянутых участках карьерного поля с концентрацией оборудования в выемочных блоках позволяет выполнить поставленную перед природно-технологической зоной задачу. При этом работы на блоках выполняются циклично, последовательно прекращаясь и возобновляясь. Изменение приоритета и значимости природно-технологических зон во времени требует периодической корректировки планов их развития, а наличие разнородных грузопотоков – согласованного ведения работ. Для решения этих задач предложен метод непрерывного проектирования и планирования горных работ в системе «карьер – этап развития карьера – промышленно-технологическая зона – выемочный блок – забой» (рис. 5). Его реализация с использованием комплекса компьютерных программ позволила своевременно принимать корректирующие решения при изменениях горно-геологической, технической и экономической ситуации.

Задача оперативного определения главных технологических показателей работы карьера Мурунтау (объем выемки горной массы, производительность

карьера по руде, скорость понижения горных работ, содержание в товарной руде) решена введением в расчеты объединяющего элемента, в качестве которого был принят условный показатель интенсивности ведения горных работ  $\Pi_{II}$ , равный произведению скорости понижения горных работ в рабочей зоне на годовую производительность карьера по горной массе. Инструментом этого механизма является разработанная номограмма (рис. 6), использование которой позволяет, варьируя четырьмя показателями работы карьера (качество и количество товарной руды, производительность по горной массе, скорость понижения горных работ в рабочей зоне), выбрать наиболее приемлемый вариант развития горных работ. Так, например, задание по выпуску золота выполняется, если будет добыто 9,0 млн т руды с содержанием 3,0 г/т. Для этого производительность карьера должна быть доведена до 40 млн м<sup>3</sup>/год при скорости понижения 25 м/год. Такой же результат будет достигнут, если производительность карьера снизить до 30 млн м<sup>3</sup>/год, одновременно повысив скорость понижения горных работ до 34 м/год. Увеличение потребности в товарной руде до 9,5 млн т/год при неизменном качестве и производительности 40 и 30 млн м<sup>3</sup>/год влечет за собой увеличение скорости понижения горных работ соответственно до 31 и 41 м/год. При этом увеличение содержания в руде с 3,0 до 3,3 г/т влечет за собой уменьшение добычи товарной руды до 8,5 млн т/год без изменения других показателей работы карьера.

Установлено, что высокие темпы понижения горных работ достигаются в результате применения высокопроизводительного выемочно-транспортного

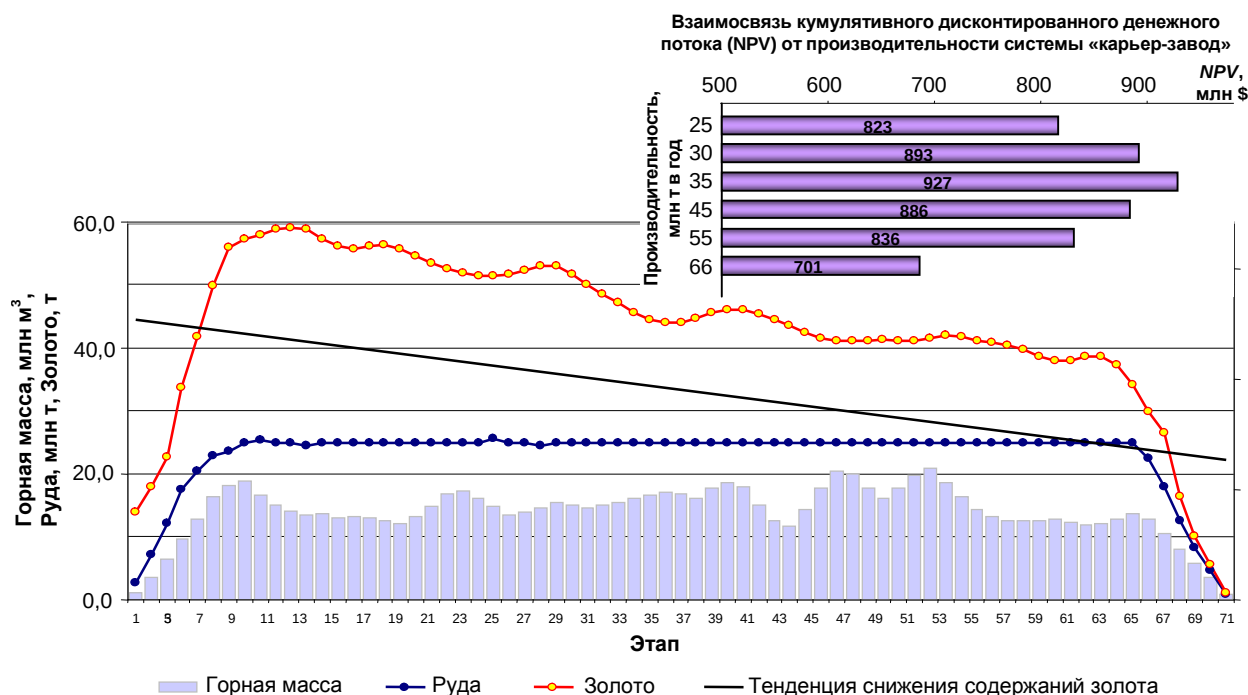


Рис. 4. Вариант изменения во времени параметров системы «карьер-завод» (производительность завода 28 млн т/год)

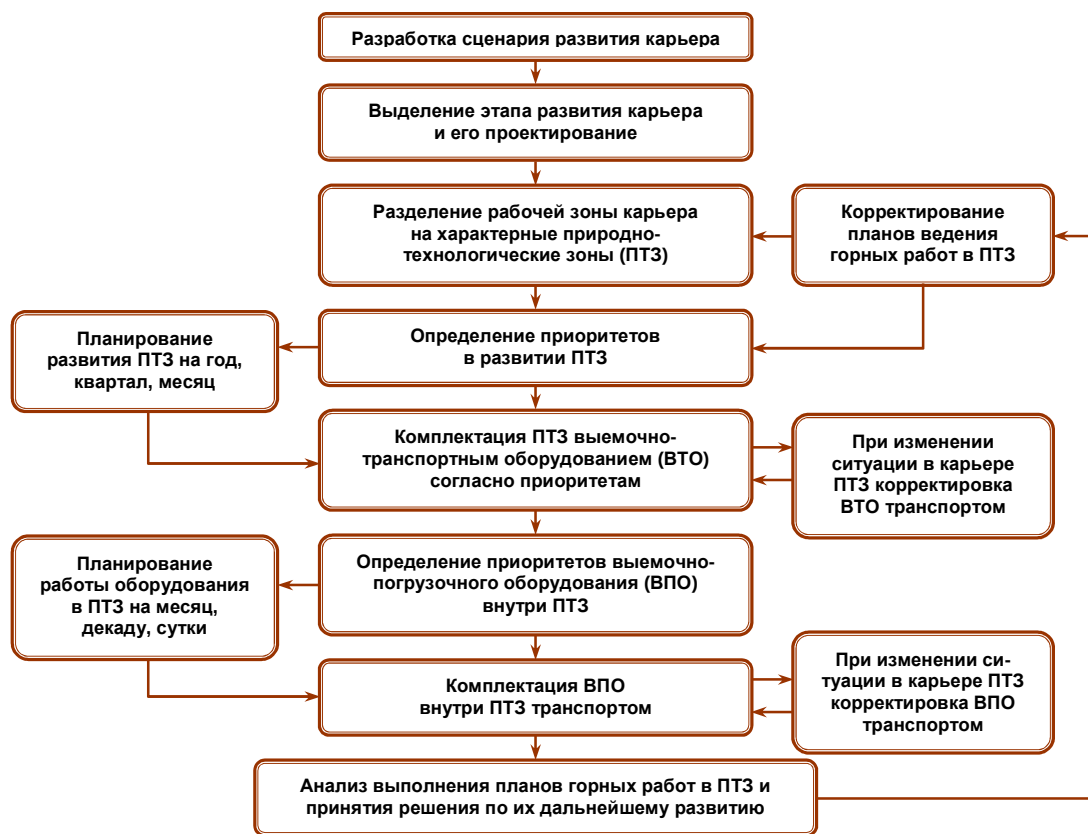


Рис. 5. Схема управления развитием горных работ методом непрерывного проектирования и планирования в системе «карьер – этап развития карьера – промышленно-технологическая зона – выемочный блок – забой»

оборудования при сокращении длины экскаваторного блока и уменьшении ширины рабочей площадки. То есть, скоростью понижения горных работ можно управлять путем изменения производительности оборудования, длины экскаваторного блока и ширины рабочей площадки. Разработанная номограмма (рис. 7) позволяет получить инструмент для оперативного определения перечисленных параметров в зависимости от заданной скорости углубки карьера. Так, например, для того, чтобы обеспечить скорость понижения 60 м/год длина экскаваторных блоков экскаваторов ЭКГ-15 должны составлять  $\leq 800$  м, а ширина рабочих площадок  $\leq 85$  м. Для экскаватора ЭКГ-8И эти параметры соответственно равны 450 и 60 м.

Таким образом, корректирующие циклы образуют иерархически взаимосвязанную систему непрерывного проектирования и планирования горных работ, каждый уровень которой соответствует пространственно-временному уровню карьера. При этом корректирующие циклы верхних уровней не мешают проведению корректирующих циклов на нижестоящих уровнях, а результирующее воздействие корректировке циклов нижестоящих уровней инициирует проведение корректирующих циклов на вышестоящих уровнях. В последнем случае корректировка осуществляется вверх по иерархической лестнице до тех пор, пока результирующее воздействие не будет погашено на

одном из иерархических уровней и система не войдет в новый режим работы, обеспечивающий решение поставленных задач.

Разработанная номограмма представляет собой инструмент для оперативного определения производительности оборудования, длины экскаваторного блока и ширины рабочей площадки в зависимости от заданной скорости углубки карьера.

#### Оптимизация затрат в технологических потоках карьера за счет управления качеством взрывного рыхления массива при использовании эмульсионных ВВ

Дальнейшее совершенствование параметров буровзрывных работ на карьерах Навоийского ГМК, снижение затрат на их производство напрямую связано с использованием эмульсионных ВВ. Так, себестоимость взрывания 1 м<sup>3</sup> горной массы, после ввода в эксплуатацию завода по производству ЭВВ, снижена в 1,5 раза и составила 0,20-0,24 \$.

За основу оптимизации затрат принят размер среднего куска, которым определяется эффективность технологических процессов. Одним из важнейших требований к параметрам БВР является обеспечение во взорванной руде содержания фракции – 100 мм до 80 %, что оптимизирует процесс самоизмельчения на гидromеталлургическом заводе. В связи с этим, на

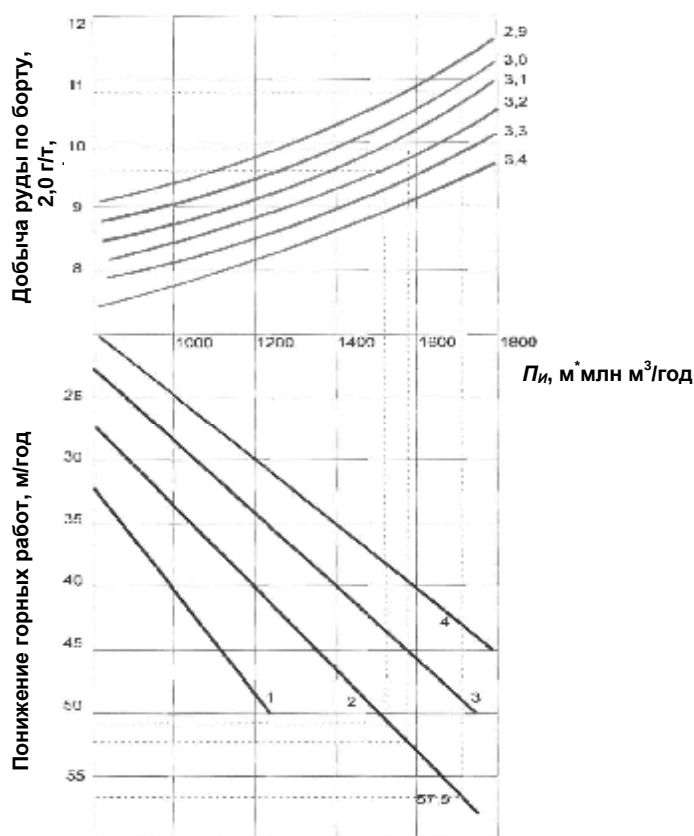


Рис. 6. Номограмма для определения основных показателей работы карьера Мурунтау

карьере разработана и внедрена технология БВР, обеспечивающая интенсификацию взрывного воздействия на дробление руды. В результате выход негабарита в рудной зоне снизился с 1,5 до 0,9÷0,02 %. Технология повышает эффективность последующих стадий рудоподготовки (механическое дробление и измельчение) и позволяет получить экономический эффект в условиях горно-перерабатывающего комплекса Мурунтау за счет роста на 6÷8 % производительности перерабатывающего завода. Запуск в эксплуатацию завода по производству ЭВВ потребовал корректировки параметров БВР на карьерах НГМК применительно к эмульсионным ВВ. При этом обоснованный выбор удельного расхода ВВ является важным шагом в управлении качеством взрывного рыхления массива. Имеющиеся расчетные формулы для определения удельного расхода ВВ изобилуют различными коэффициентами, с помощью которых предполагается учитывать различные характеристики взрывающих пород. Однако во многих случаях эти ко-

эффициенты определяются неоднозначно, поэтому в расчетах в большинстве случаев принимаются их средние значения. Кроме того, такие формулы определения удельного расхода ВВ в большинстве случаев непосредственно не связаны с качеством рыхления массива, а лишь предполагают, что степень дробления пород будет достаточной для эффективной работы экскаваторов, т.е. средний размер куса породы в развале составит 200÷250 мм. Все это вносит элемент неопределенности в расчеты.

Естественно, что такая ситуация обусловила необходимость поиска других более определенных решений, связывающих воедино удельный расход ВВ, физико-механические свойства пород и необходимую степень их дробления. Такое решение было найдено и апробировано в условиях карьеров Мурунтау, Даугызтау и Кокпатас. Удельный расход ВВ хотя и отражает прочностные свойства разрушаемой породы, но в одних и тех же условиях может изменяться в зависимости от требований, предъявляемых к качеству дробления горной массы. Исходя из этого, удельный расход ВВ можно рассматривать в качестве интегральной характеристики, отражающей прочностные свойства разрушаемых пород и требования к качеству их дробления взрывом.

Наиболее распространенной характеристикой прочностных свойств пород является предел прочности на сжатие, имеющий, как показывает анализ справочных данных, прямую взаимосвязь с плотностью пород и расстоянием между трещинами в массиве. Поэтому при определении удельного расхода ВВ в качестве обобщающего показателя сопротивляемости пород взрывному разрушению целесообразно принять предел прочности пород на сжатие, а в качестве технологического критерия оценки качества рыхления горного массива – размер среднего куса породы в развале. Тогда расчетная формула

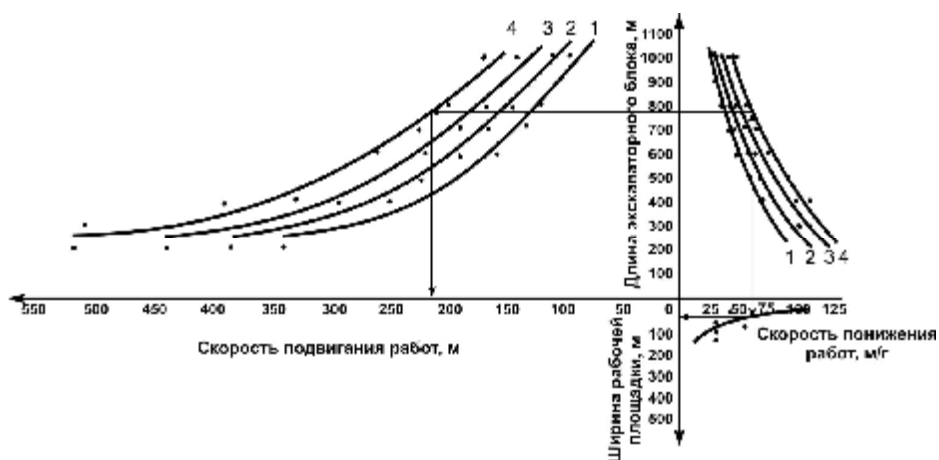


Рис. 7. Номограмма для определения параметров выемочного блока в зависимости от скорости понижения горных работ для различных типоразмеров экскаваторов: 1, 2, 3, 4, - соответственно ЭКГ-8И; ЭКГ – 10; ЭКГ-12.5; ЭКГ-15



будет иметь простой вид, а другие индивидуальные характеристики конкретных месторождений и карьеров могут быть учтены через соответствующий коэффициент адаптации, величина которого определяется по результатам опытных и промышленных взрывов. Такая расчетная формула была получена в результате обработки статистических материалов опытных и опытно-промышленных взрывов:

$$q = 0,01 - K_a \sigma_{сж} \ln d_{ср}, \text{ кг/м}^3$$

где  $q$  – удельный расход ВВ,  $\text{кг/м}^3$ ;

$K_a$  – коэффициент адаптации к условиям конкретного карьера,  $K_a = 0,0034$  для карьера Мурунтау и  $K_a = 0,0028$  для карьеров Кокпатас и Даугызтау;

$\sigma_{сж}$  – предел прочности пород на сжатие, МПа;

$d_{ср}$  – средний размер куска породы в развале, м.

При проведении опытных взрывов граммонт 79/21 был принят за эталонное ВВ. Поэтому при использовании других ВВ в расчетную формулу (3) вводится коэффициент относительной концентрации энергии  $K_э$ , учитывающий энергетические характеристики и плотность заряжения в скважину эмульсионного ВВ и адаптирующий его удельный расход к удельному расходу граммонта 79/21. Тогда формула (3) приобретает вид:

$$q_p = q \frac{1}{K_э} = (0,01 - K_a \sigma_{сж} \ln d_{ср}) \frac{1}{K_э}, \text{ кг/м}^3$$

Формула наглядно демонстрирует взаимосвязь удельного расхода ВВ с горно-технологическими свойствами пород и требованиями к качеству дробления пород взрывом. Поэтому она рекомендуется для расчетов скважинных зарядов на основании которых для карьеров НГМК разработаны и внедрены параметры БВР обеспечивающие интенсификацию взрывного воздействия на горную массу эмульсионными ВВ [4].

Таким образом, корректировка параметров БВР на карьерах НГМК применительно к ЭВВ позволяет минимизировать затраты в технологических процессах путем оптимизации размера среднего куска в массиве.

#### Формирование георесурсного потенциала карьера управлением сырьевой базой

Эта задача ориентирована на увеличение сырьевых запасов, экономически целесообразных для переработки. Ее решение базируется на следующих предположениях, предусматривающих организацию дополнительных производственных циклов. Анализ ситуации показывает, что: доля перерабатываемой руды с содержанием 1,0-1,2 г/т будет неуклонно возрастать, в результате чего падение выпуска золота на горноперерабатывающем комплексе неизбежно; отсутствует достаточное количество рудной массы с требуемым содержанием, но есть рудная масса, в которой содержание золота существенно ниже заданных кондиций. К такой рудной массе относятся породы внутренней

вскрыши с содержанием золота 0,5-1,0 г/т и часть запасов руды со средним содержанием 0,85 г/т.

Установлено, что в каждом сорте рудной массы присутствует некоторая часть материала, не соответствующего границам сорта. В частности, в породах внутренней вскрыши присутствует по 30-40 % материала с содержанием до 0,5 г/т и более 1,0 г/т. При ведении горных работ предложено из этих пород выделить отдельный грузопоток рудной массы с содержанием золота более 1,0 г/т. В целом решение этой задачи позволит получить 80-100 млн т товарной руды с содержанием более 1,0 г/т. Для этого разработана следующая схема предварительного обогащения рудной массы путем порционной и покусковой сортировки.

1. Расширение сырьевой базы горноперерабатывающего комплекса достигается последовательным разделением по сортам горной массы с выделением кондиционной руды на иерархических уровнях системы «месторождение – карьерное поле – природно-технологическая зона – выемочный блок – забой – порция – кусок».

2. В процессе проектирования и планирования горных работ и составлении сортовых планов выемочных блоков.

3. В процессе ведения горных работ в карьере Мурунтау будет осуществляться посамосвальная (порционная) сортировка пород внутренней вскрыши. Для этого используется система GPS в комбинации с механическим обогащением и фотометрическим опробованием.

4. Выделение обогащенной золотом рудной массы из потока пород методом покусковой сортировки с помощью модульных установок, прототипом которых является опытно-промышленная установка карьера Кокпатас.

Разработана структура формирования рудного потока при отработке золоторудного месторождения Мурунтау (рис. 8) на иерархически взаимосвязанных уровнях системы «месторождение – карьерное поле – природно-технологическая зона – выемочный блок – забой – порция – кусок». Реализация предварительной сортировки рудной массы осуществляется следующим образом. В процессе проектирования и планирования горных работ на год в карьерном поле выделяются природно-технологические зоны добычных и вскрышных участков (блоков). В процессе планирования горных работ на месяц составляются сортовые планы выемочных блоков, в соответствии с которыми отрабатываются экскаваторные забой.

В процессе ведения горных работ на выделенных участках сортовых планов, где порода внутренней вскрыши контактирует с товарной и пустой породой осуществляется сортировка - в первом случае посамосвальная, на основе данных системы GPS, в которой функции определения координат совмещены с функциями обработки геологической информации, а во втором – на основе данных опробования горной массы в кузове самосвала. При этом товарная руда вывозится самосвалами на ППК или конвейерной



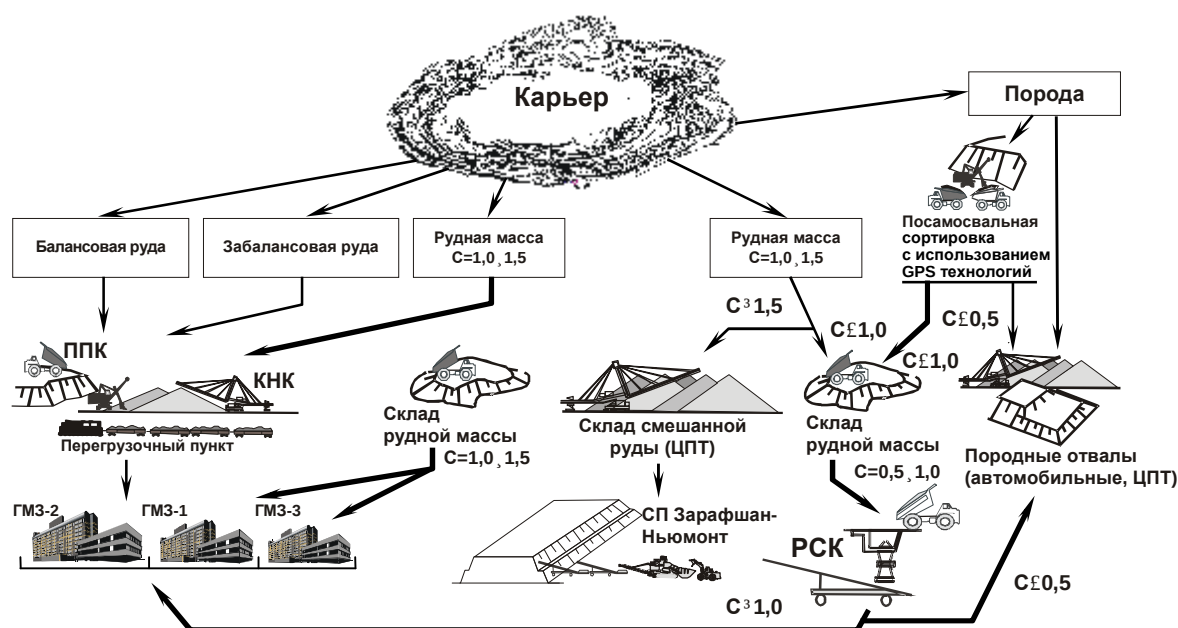


Рис. 8. Структура формирования рудного потока при отработке месторождения Мурунтау на иерархически взаимосвязанных уровнях системы «месторождение – карьерное поле – природно-технологическая зона – выемочный блок – забой – порция – кусок»

— — — — — - предложенные;  
 — — — — — - в настоящее время

линий № 1 на склад, а порода – конвейерной линией № 2 комплекса ЦПТ в отвал.

Посамосвальная сортировка пород внутренней вскрыши с помощью системы GPS может быть внедрена в карьере в течение 3-6 месяцев, а с помощью фотометрических методов – в течение 1,5-2 лет. Разработан и предложен график реализации технологии покусковой сортировки рудной массы, которым предусматривается совмещение сроков выполнения отдельных мероприятий во времени, последовательный ввод модульных установок в эксплуатацию.

Часть затрат на транспортировку и заводской передел руд предложено сократить внедрением в производство рудосепарационного комплекса (РСК) – технологии, позволяющей осуществить выбраковку породной массы из продуктов добычи. При этом минерализованная порода подвергается фотометрической сортировке на РСК, в результате которой выделяется доля руды с повышенным в 1,4 раза содержанием золота. Обогащенная фракция руды (20÷60 % от общего количества забалансовой руды) отвечает требованиям, предъявляемым к товарной руде. Поэтому ее направляют на заводскую переработку, а отходы грохочения – в отвалы. Пустая порода до 80 % с отвалов после грохочения и дробления может быть использована в виде щебня при строительстве дорог и производстве бетона.

#### Управление качеством рудного потока

Применение мощной горно-транспортной техники для обеспечения высокой интенсивности горных работ приводит к увеличению разубоживания и потери руды. В связи с этим, предложен переход на упро-

щенную селективно-валовую отработку рудных зон. При этом, управление качеством грузопотока достигается регулированием количества добычных забоев в одновременной работе и производительности выемочного оборудования. Задача сводится к тому, чтобы найти такой режим совместной работы экскаваторов, который обеспечивает минимум отклонения содержания от плановых значений на любом заданном отрезке времени. С математической точки зрения решение этой задачи сводится к одному классу нелинейного программирования, а среднее отклонение содержания металла при одновременной работе  $n$  экскаваторов на  $k$ -м шаге отработки добычных блоков определяется из выражения:

$$F_k^{общ} = \frac{\sum_{k=1}^n F_k^g}{n}$$

где  $F_k^g$  – среднее отклонение содержания металла в руде при работе  $n$ -ого экскаватора на  $k$ -м шаге отработки добычного блока.

По предлагаемым зависимостям определены средние отклонения содержания в рудопотоке при одновременной работе от 1 до 5 экскаваторов в течение месяца (рис. 9). Анализ полученных данных показывает, что даже при одновременной работе только двух экскаваторов отклонение от среднего содержания не превысит 15 %, а при работе четырех экскаваторов – 7 %. Фактически в рудных забоях работает от 3-х до 6-ти экскаваторов. Из этого следует, что при отработке рудных тел регулированием числа экскаваторов в

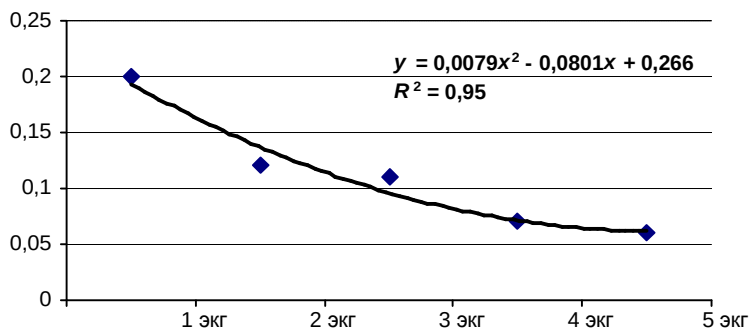


Рис. 9. Зависимость отклонения среднего содержания в рудном потоке от количества экскаваторов в одновременной работе

работе и их производительности можно обеспечить колебания содержаний на уровне, соответствующем возможностям сорбционной технологии, допускающей  $\pm 14,5\%$  колебаний содержания в руде.

Возникновение ситуаций, когда богатая или бедная руда будут добываться в количествах, превышающих необходимое количество, рассматривается в качестве неизбежного технологического элемента, сопровождающего разработку месторождения сложного строения. Нейтрализовать отрицательное влияние этого технологического элемента предложено следующим образом. Добычные блоки делятся на две группы. В первую группу выделяются блоки с низким и средним содержанием, из которых формируется «основной фронт добычи». Во вторую относятся блоки с высоким содержанием, из которых формируется «стабилизирующий фронт добычи». Поблочное планирование и последующий контроль соблюдения плановых сроков подготовки и отработки применяются только в отношении блоков стабилизирующего фронта добычи. Поэтому целью планирования является обеспечение постоянной доли блоков с высоким содержанием металла в общей структуре фронта добычи.

Если в процессе подготовки окажется, что в некотором блоке стабилизирующего фронта добычи качество руды ниже требуемого, такой блок переводится в основной фронт добычи и вместо него вводится другой с высоким содержанием металла.

Для реализации метода были проведены расчеты, позволившие установить граничное значение содержания, по которому выемочные блоки относятся к основному или стабилизирующему фронту работ. Анализ полученных результатов показывает, что качество рудного потока стабилизируется, если за границу раздела принять содержание 5 г/т. Поэтому в первую группу выделяются блоки с содержанием до 5 г/т, а во вторую — более 5 г/т. Рациональное соотношение блоков основного и стабилизирующего фронта добычи составляет 9:1. Технология упрощенной отработки рудных зон предполагающая девять из десяти выемочных блоков обрабатывать валовым способом и только один — с частичной селекцией, в процессе которой выделена руда с содержанием более 5 г/т, отработана в условиях карьера.

Таким образом, переход на упрощенную селективно-валовую отработку рудных зон (рис. 10) с выделением основного и стабилизирующего фронта добычных работ позволяет управлять качественными и количественными характеристиками рудного потока. При этом интервал колебания содержаний составляет  $\pm 14,5\%$ , что соответствует возможностям сорбционной технологии и может быть принято в качестве оценочного критерия при формировании рудного потока «карьер-завод».

С переходом на упрощенную технологию отработки рудных зон необходимо определиться с количеством богатой руды, извлекаемой селективно, и экономической целесообразностью вовлечения в отработку

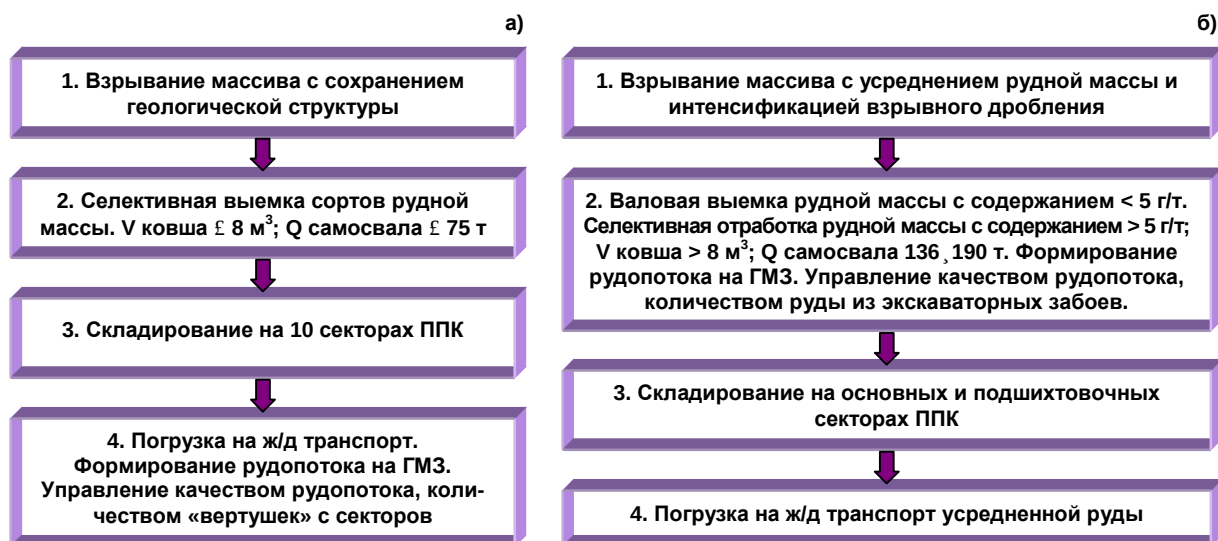


Рис. 10. Структурные схемы формирования рудопотока заданного качества до (а) и после (б) рационализации выемочно-погрузочного комплекса

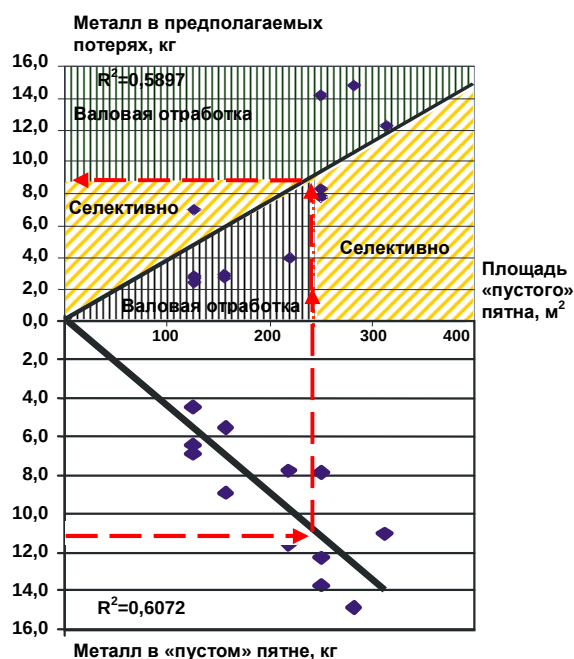


Рис. 11. Номограмма по определению соотношения предполагаемых потерь металла, площади «пустого» пятна и количества металла в нем

«пустых» участков и краевых частей рудных зон. Расчеты показывают, что с экономической точки зрения минимально промышленное содержание золота в добываемой руде находится на уровне  $0,40 \div 0,45$  г/т, что практически вдвое ниже содержания золота в краевой части залежей. Поэтому с экономических позиций вовлечение этих частей в переработку оправданно.

Несколько иная ситуация складывается при вовлечении в отработку участков «пустых» пород внутри рудных залежей, оказывающих значительное влияние на величину потерь и разубоживания при отработке рудных блоков. Как показывает практика, размеры и форма включений таких пород имеют различие по первой и второй рудным залежам. Поэтому способ отработки «пустых» пятен (селективный, валовый или селективно-валовый) должен выбираться индивидуально для каждого конкретного случая. При этом селективный способ предполагает раздельную выемку рудных участков и «пустых» пятен с существующей технологии, валовый — совместную выемку рудных участков и «пустых» пятен, селективно-валовый — валовую выемку рудных участков с частью «пустых» пятен и селективной выемкой оставшейся части «пустых» пятен.

Включение «пустого» пятна в выемочный контур экономически оправдано, если количество металла, получаемого из «пустого» пятна, компенсирует его возможные потери при селективной отработке, а содержание металла в добываемой руде не меньше бортового содержания.

Эти критерии были взяты за основу при определении параметров «пустого» пятна, подтверждающих необходимость его валовой или селективной отработки. Результаты расчетов представлены в виде номо-

граммы (рис. 11) а их анализ позволил для высоты уступа 15 м получить следующие критерии для вовлечения «пустого» пятна в отработку: «пустые» пятна должны находиться внутри рудных контуров, отстроенных по бортовому содержанию 1,0 или 1,5 г/т; площадь «пустого» пятна не должна превышать  $300 \text{ м}^2$ ; «пустое» пятно должно иметь относительно сложную форму ( $K_{с\kappa} \geq 0,15$ ); ширина вскрываемого участка «пустого» пятна не должна превышать 30 % ширины заходки экскаватора. То есть уже при подготовке блока к отработке на основе информации о структуре его запасов, в том числе и по «пустым» пятнам (площадь пятна, объем руды и количество металла в нем, а также предполагаемые потери руды и металла, возникающие при селективной отработке «пустого» пятна) можно решить вопрос о валовой или селективно-валовой выемке «пустого» пятна. Например, если в «пустом» пятне имеется 11 кг металла, то для включения этого пятна в валовую отработку должны соблюдаться условия: площадь этого «пустого» пятна должна быть меньше  $240 \text{ м}^2$ ; потери, возникающие при селективной отработке «пустого» пятна, должны быть больше 9 кг.

Таким образом, управление качественными и количественными параметрами рудного потока при открытой разработке крутопадающего месторождения сложного строения достигается разделением карьера на природно-технологические зоны, каждая из которых имеет индивидуальную целевую функцию развития, переходом на селективно-валовую отработку рудных зон с выделением стабилизирующего фронта добычных работ и межзайным усреднением рудной массы.

Рекомендации по повышению эффективности использования георесурсного потенциала месторождений внедрены в производственную и проектную практику: при оценке стратегии развития карьера Мурунтау на перспективу; при обосновании рационального соотношения горно-транспортного оборудования; при обосновании эксплуатационных кондиций на руду; при обосновании перехода на упрощенную селективно-валовую отработку рудных зон; при разработке ТЭО схемы предварительного обогащения рудной массы; при обосновании производительности системы «карьер-завод»; при разработке проекта IV очереди карьера Мурунтау Навоийского ГМК. Разработанные автором конкретные рекомендации явились основой для создания нормативно-технических документов, используемых на горных предприятиях Узбекистана.

#### Список литературы:

1. Полищук С.З., Лашко В.Т., Кучерский Н.И. и др. Прогноз устойчивости и оптимизация параметров бортов глубоких карьеров. Днепропетровск, Полиграфист, 2001 г. 138 с.
2. Тангаев И.А. Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. М.: Недра, 1986. 231 с.
3. Мальгин О.Н., Сытенков В.Н., Шеметов П.А. Обоснование главных параметров горно-перерабатывающего комплекса при освоении крупных месторождений // Горный вестник Узбекистана 2004. № 3. с. 34-38.
4. Шеметов П.А. Основные направления совершенствования взрывных работ в Навоийском ГМК // Горный вестник Узбекистана 2004. № 3. с. 42-45.

# ОПРЕДЕЛЕНИЕ БЕЗОПАСНОЙ ВЕЛИЧИНЫ «НЕДОБУРА», ОБЕСПЕЧИВАЮЩЕГО СОХРАННОСТЬ ФОСФОПЛАСТОВ ОТ ВЗРЫВНОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ

**Рубцов С.К.**, начальник лаборатории технологии и механизации открытых работ ВНИПИпромтехнологии, канд. техн. наук; **Ершов В.П.**, горный инженер ВНИПИпромтехнологии; **Бибик И.П.**, зам. главного инженера по НТ Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук

Общеизвестно, что при взрыве цилиндрического заряда различают три главные зоны действия взрыва: раздавливания или смятия, радиальных трещин и упругих деформаций. Несмотря на отсутствие единой точки зрения на критерий разрушения скальных пород на контакте с ВВ и различия во взглядах на процесс деформации и разрушения скальных пород, исследователями отмечается, что в зоне смятия порода изменяет свою структуру, происходит интенсивное мелкодисперсное ее дробление (на частицы размером в доли миллиметра), которое переходит в текучее состояние. Размеры этой зоны варьируют в пределах 3-7 радиусов заряда [1].

Исходя из свойств смятой породы (преобладают свойства текучести) должно происходить заполнение ею имеющихся полостей; то есть, если рассматривать эти условия применительно к пробивному расстоянию между шпурами и скважинами для условий щелеобразования, то параллельные шпуры (скважины) должны находиться друг от друга на таком расстоянии, на котором подвергаемая разрушению порода находится в состоянии текучести. Пробивное расстояние между шпурами или скважинами является зоной пластичности или, что-то же самое – зоной смятия.

В связи с изложенным, при дроблении с помощью БВР мергелистых пород междупластья и мергелистых гравелитов над первым фосфопластом на месторождении Джерой-Сардара необходимо оставлять защитную толщу (рубашку) мощностью не менее радиуса образующейся при взрыве удлиненного скважинного заряда зоны смятия.

С учетом изложенных теоретических предпосылок Б.Н. Кутузов и А.П. Андриевский в работе [2] обосновывают влияние физико-механических свойств горных пород и энергетических характеристик ВВ на размеры образующейся при взрыве удлиненного цилиндрического заряда зоны смятия (раздавливания). Согласно предлагаемой авторами гипотезе задача определения радиуса образующейся зоны смятия сводится к определению такого предельного расстояния от центра заряжаемой скважины до стенки параллельной ей компенсационной скважины  $L_{скв.}$ , при котором происходит пробой, т.е.

$R_{см.ф.} = L_{скв.}$  (рис.).

Для определения напряжений вокруг компенсационной скважины используется известное из теории упругости решение о распределении напряжений вокруг круглого отверстия как при одновременном сжатии по оси  $x$  напряжением  $\sigma_r$  пространства с круглым отверстием,  $\sigma_z=0$  [2, 3, 4].

Определение радиуса зоны пластических деформаций (смятия) или, что одно и то же, пробивного расстояния между скважинами (заряженной и незаряженной) авторами [2] используется методика определения возникающих напряжений в толстостенных цилиндрах при условии действия на них внутреннего напряжения, наружное давление при этом отсутствует. Согласно этой методике, для главных напряжений по осям  $x$ ,  $y$  и  $z$  имеем:

$$s_1 = s_t = \frac{P_B \cdot r_B^2}{r_H^2 - r_B^2} \cdot \left[ 1 + \frac{r_H^2}{r^2} \right]$$

$$s_2 = s_z = 0$$

$$s_3 = s_r = \frac{P_B \cdot r_B^2}{r_H^2 - r_B^2} \cdot \left[ 1 - \frac{r_H^2}{r^2} \right]$$

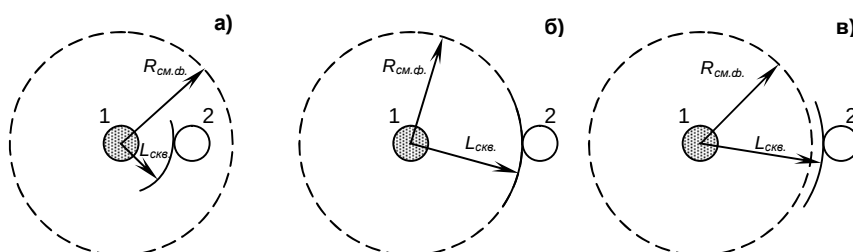
где  $s_t$  - тангенциальное напряжение (растяжение), Па;

$s_g$  - радиальное напряжение (сжатие), Па;

$P_B$  - внутреннее давление (в цилиндре), Па;

$r_H$  - наружный радиус цилиндра ( $r_H \rightarrow \infty$  - неограниченная среда), м;

$r_B$  - внутренний радиус цилиндра, равный радиусу взрывающейся скважины, м.



**Рис. Возможные схемы (а, б, в) расположения компенсационной скважины по отношению к образующейся в массиве зоны смятия:**

1 – заряжаемая скважина; 2 – компенсационная скважина;  $L_{скв.}$  - расстояние от заряжаемой скважины до стенки компенсационной скважины;  $R_{см.ф.}$  – радиус образующейся зоны смятия

Располагая значениями главных напряжений, составляется математическое выражение для эквивалентного напряжения, возникающего на поверхности цилиндра, которое приравнивается к допускаемому напряжению.

По третьей теории прочности [5]:

$$s_{\text{ЭКВ}} = s_1 - s_3 = \frac{2 \cdot P_B \cdot r_B^2 \cdot r_H^2}{(r_H^2 - r_B^2) \cdot r^2}$$

но так как  $r_H \rightarrow \infty$ , то:

$$s_{\text{ЭКВ}} = 2 \cdot P_B \cdot \frac{r_B^2}{r^2}$$

Так как необходимо определить эквивалентное напряжение, возникающее на поверхности цилиндра  $R_{\text{см.ф}} = L_{\text{скв.}}$  (граничное условие, см. рис.), то  $r = R_{\text{см.ф}}$ .

Расстояние, на котором необходимо бурить параллельные скважины (заряжаемую и не заряжаемую) для условий пробоя:

$$R_{\text{см.ф}} = r_B \cdot \sqrt{\frac{2 \cdot P_B}{s_{\text{ЭКВ}}}}$$

Учитывая динамическое действие взрыва коэффициентом динамичности  $K_d = 2$ , имеем:

$$R_{\text{см.ф}} = g_B \cdot \sqrt{\frac{2 \cdot P_B \cdot K_d}{s_{\text{ЭКВ}}}} \text{ или } R_{\text{см.ф}} = d_B \cdot \sqrt{P_{\text{ВВ}} / s_{\text{экв}}}$$

Так как порода находится в состоянии всестороннего сжатия:

$$R_{\text{см.ф}} = d_B \cdot \sqrt{\frac{P_{\text{ВВ}}}{s_{\text{сж}}}}$$

Таким образом, радиус образующейся при взрыве удлиненного цилиндрического заряда зоны смятия ( $R_{\text{см.ф}}$ ) прямо пропорционален диаметру взрывной полости (скважины)  $d_B$ , корню квадратному из давления развиваемого продуктами детонации применяемого ВВ  $P_B$ , и обратно пропорционален корню квадратному из предела прочности разрушаемого массива

на сжатие ( $s_{\text{сж}}$ ).

Давление продуктов детонации заряда ВВ в скважине определяется по известной формуле:

$$P_{\text{ВВ}} = \frac{g_{\text{ВВ}} \cdot D^2}{8}, \text{ Па}$$

где  $g_{\text{ВВ}}$  – плотность ВВ в заряде, кг/м<sup>3</sup>;

$D$  – скорость детонации применяемого ВВ, м/сек.

Окончательно имеем

$$R_{\text{см.ф}} = d_B \cdot \sqrt{\frac{g_{\text{ВВ}} \cdot D^2}{8 \cdot s_{\text{сж}}}} = 0,3536 \cdot d_B \cdot g_{\text{ВВ}}^{0,5} \cdot D \cdot s_{\text{сж}}^{-0,5}$$

При взрывании крепких мергелистых гравелитов над первым фосфопластом с помощью простейшего ВВ – игданита, получаем следующие радиусы зон смятия:

$$R_{\text{см.ф}} = 3,35 \cdot d_B$$

При  $d_B = 172$  мм -  $R_{\text{см.ф}} = 0,58$  м; при  $d_B = 191$  мм -  $R_{\text{см.ф}} = 0,64$  м.

При взрывании глинистых и мергелистых пород междупластья радиусы зон смятия следующие:

$$R_{\text{см.ф}} = 4,1 d_B$$

При  $d_B = 216$  мм -  $R_{\text{см.ф}} = 0,88$  м; при  $d_B = 250$  мм -  $R_{\text{см.ф}} = 1,02$  м.

Таким образом, мощность защитной рубашки над фосфопластом должна быть не менее 1,0 м.

#### Список литературы:

1. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. М.: Недра, 1976.
2. Б.Н. Курузов, А.П. Андриевский «Новая теория и новые технологии разрушения горных пород удлиненными зарядами взрывчатых веществ». Новосибирск: Наука, 2002.
3. Боровиков В.А., Ванягин И.Ф. Моделирование действия взрыва при разрушении горных пород. М.: Недра, 1990.
4. Крюков Г.М., Русаков В.А., Бердюгин В.В. Особенности процесса запрессовки породы в компенсационном шпуре при взрывании удлиненного заряда. Проблемы физических процессов в горном деле. М., 1998, с. 109-113.
5. Дарков А.В., Шпиро Г.С. Сопротивление материалов. М.: Высшая школа, 1969.

УДК 622.271

© Инамов У.Р., Эшмурадов З.С. 2005 г.

## СТРУКТУРООБРАЗОВАНИЕ И КЛАССИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССА СИСТЕМЫ «БУРОВАЯ СКВАЖИНА–БУРОВОЕ ОБОРУДОВАНИЕ–ОПЕРАТОР»

**Инамов У.Р.**, доцент, декан горного факультета НГГИ, канд. техн. наук; **Эшмурадов З.С.**, старший преподаватель кафедры «Горная электромеханика»

Важнейшие составляющие любого производства характеризуются предметами, средствами и исполнителями труда. Предметами труда на горных работах являются горный массив, забой, уступ и буровые скважины, необходимые для установления рации-

нальности извлечения минеральных ресурсов; средствами труда являются средства механизации процесса бурения, т.е. машины и оборудование, инструменты, приспособления средства связи и др., а исполнителями являются квалифицированные кадры,



подготовленные для эксплуатации данного бурового оборудования. Технические средства производства и квалифицированные кадры составляют производительные силы любого предприятия. Средства производства – это совокупность средств и предметов труда, используемых людьми в процессе производства материальных благ. С помощью средств труда люди воздействуют на предметы труда. Все эти элементы объединены системой «буровая скважина – буровое оборудование – оператор», (далее – система). Под системой понимается любая целостная совокупность [1]. В условиях системного подхода к исследованиям, когда каждая система рассматривается неизоллированно от других, а во взаимосвязи и взаимообусловленности, можно сформулировать основные положения образования системы:

- ✦ система должна представлять собой совокупность связанных общностью существования (функционирования) элементов;
- ✦ элемент в системе оказывает влияние на систему в целом, в то же время сам он подвержен ее влиянию;
- ✦ связи элементов в системах не являются равноценными, параметры – однозначными;
- ✦ системы обладают свойством иерархичности, т.е. их можно разделить на более мелкие системы, которые, в свою очередь, делятся на подсистемы. Отличие систем от подсистем, заключается в различии их структур;
- ✦ анализ поведения и функционирования системы в целом и ее отдельных элементов включает: анализ структуры исследуемой системы исходя из проведенных теоретических положений, разработку структур методологии сложной системы.

В настоящее время сложной считается та система, которая удовлетворяет, по крайней мере, четырем [2] требованиям: взаимодействию с окружающей средой; стохастическому поведению; иерархичности; изменчивости во времени.

Буровая установка, и другие элементы системы непосредственно взаимодействуют со средой. Это выражается в снижении скорости бурения и производительности с увеличением крепости пород, в ухудшении показателей работы в выработках нижних и верхних границ области применения оборудования. Взаимодействие системы с окружающей средой проявляется не только в создании силовых воздействий (импульсов), но и в воздействии информационных выходов системы на человека.

Поведение системы существенно зависит от крепости пород, их трещиноватости, устойчивости, обводненности и многих других факторов.

Иерархичность структуры систем заключается в том, что в них можно без труда выделить подсистемы, которые можно рассматривать как самостоятельные функциональные единицы, т.е. они являются управляющими по отношению к одним подсистемам и управляемыми по отношению к другим.

Очевидно, что техническое средство, которое в конечном итоге образует в горном массиве скважину,

представляет собой сложную систему. С целью облегчения анализа, выбора наиболее рациональных параметров и ускорения процесса эксплуатации сложные системы традиционно разрабатывались с использованием классификационных схем. В их основу закладывались технические особенности конструкции технического средства.

Разнообразие горно-геологических условий при бурении скважин, их размеров, физико-механических свойств горных пород обусловили большое число вариантов проектирования технических средств. В этих условиях классификации по конструктивному или технологическому признаку становятся громоздкими, требуют совершенствования и, как правило, отражают конструктивные и технологические особенности уже созданных или создаваемых машин. Подобные классификации приносят несомненную пользу в познавательном плане, но не дают возможности наметить перспективные решения.

Опыт создания систем связи, экономической кибернетики [3, 4] показывает, что наиболее общим признаком является функциональный. Он позволяет отвлечься от внутреннего содержания системы и охватить разнообразие в самом ее поведении. Функциональность характеризует взаимодействие системы со средой и может реализоваться в определенной структуре. Применяв подобный подход к исследованию какой-либо системы, мы одновременно проводим структурный анализ некоторой другой системы, включающей исходную в качестве своего элемента.

В настоящее время систематизация технических средств по функциональному признаку достаточно широко используется [5] в машиностроении и других областях. В горном деле, по-видимому впервые, структурную систематизацию очистных и транспортных средств осуществили профессора В.И. Солод и Р.Ю. Подэрни [6]. Последовательно проводя функциональный подход к процессу создания и эксплуатации горных машин они показали диалектическое единство структуры средств механизации с развитием горного машиностроения. Это позволяет разработать модель функционирования большой Системы.

Анализ метода оценки функционирования бурового оборудования и неоднородность требований, предъявляемых различными условиями эксплуатации Системы выявили необходимость их классификации. Исследованиями классификаций рабочих мест установлено, что они охватывают большое число различных признаков. Отсутствует единый универсальный классификационный признак. Это заметно усложняет процесс анализа и синтеза Системы. В качестве наиболее общего классификационного принят функциональный признак.

На этой основе для структурообразования и классификации технологического процесса Системы принят единый функциональный классификационный признак, характеризующий выполнение основной функции в соответствии с их назначением.



Использование функционального признака обуславливает выделение структурных элементов, т.е. составных частей системы. В качестве структурных элементов выделены элементы, обуславливающие способность выполнения функциональных технологических процессов на примере бурения скважины. Поэтому определение структурных элементов Системы начинается с установления технологического процесса бурения горной массы. Технологический процесс бурения скважины состоит из подготовки уступа (забоя) к бурению П, процесса бурения С и процесса управления буровым оборудованием И. Рассмотренные выше процессы взаимодействуют между собой посредством связей, определяющих характер протекания технологических процессов: прерывистых  $/-/-/$  без определенной периодичности, периодический  $/-/$  с установленной периодичностью, непрерывный  $/+/-/$ .

Эти связи совместно с функциональными элементами технологических процессов образует структурную модель Системы. Используя буквенные обозначения, можно выполнить структурную систематизацию технологических процессов 1-й системы «буровая скважина – буровое оборудование – оператор» по функциональному признаку следующей совокупности:

$$C_1 = \{ П, С, И, -, +, \div \}$$

Структурная систематизация технологических процессов Системы в соответствии с этой совокупностью приведена в табл. 1.

Из табл. 1 видно, как, используя принципы образования структурных элементов при последовательном комбинировании связей между ними получено 24 возможные структурные формулы, описывающие технологические процессы Системы. Под терминами согласование, сочленение, совмещение и вырождение следует понимать: согласование – соединение, составление вместе; вырождение – сочетание, соедине-

ние вместе; сочетание – вырождение свидетельствует об определении симметрии объекта (системы) и устраняется внешними воздействиями. Использование приведенных выше принципов с последовательным комбинированием связей между структурными элементами при структурообразовании привело к тому, что структурные формулы, описывающие процессы Системы, разделились на семь групп. Каждая последующая группа формул описывает структурно более совершенные процессы Системы.

Анализ структурных формул табл. 1 показывает, что они описывают четыре типа технологических процессов и отражают этапы исторического развития средств механизации бурения скважин. Первый тип структурные формулы (1...3) представляют собой формулы, описывающие технологические процессы с одним функциональным элементом. Они представляют собой Системы с независимыми процессами: подготовки забоя, работы бурового оборудования и функционирования исполнителя работ. Данная группа является обособленной, функционально неполной, представляющей собой один из трех структурных элементов Системы. Первый этап Системы рассматривается как однофункциональный и на его основе, путем наложения соответствующих связей, строятся все остальные типы Системы. Второй тип структурных формул (4...7) описывает совокупность эпизодически выполняемых процессов Системы, отличающихся аperiodической связью между структурными элементами. Формулы (4...6) отражают собой функционально неполные процессы, которые выполняются двумя структурными элементами Системы. Только структурная формула (7) отражает функционально полный процесс Системы. Третий тип структурных формул (8...14) содержит различные периодические и аperiodические (прерывистые) связи между структурными формулами третьего типа, обычно представ-

Таблица 1

**Структурообразование и классификация технологических процессов системы  
«буровая скважина–буровое оборудование–оператор»**

| Принцип построения структурных формул                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                              | Согласование элементов       |   |   |                               |       |       | Базовая формула | Сочленение элементов   |       |       |                             |           |           |           | Совмещение элементов |                        |       |               |                             |           |                 |                             |           | Всех      |               |
|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|------------------------------|---|---|-------------------------------|-------|-------|-----------------|------------------------|-------|-------|-----------------------------|-----------|-----------|-----------|----------------------|------------------------|-------|---------------|-----------------------------|-----------|-----------------|-----------------------------|-----------|-----------|---------------|
|                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                    | С вырождением двух элементов |   |   | С вырождением одного элемента |       |       |                 | С вырождением          |       |       | С согласованием             |           |           |           | Всех                 |                        |       | С вырождением |                             |           | С согласованием |                             |           |           | С сочленением |
| Структурные формулы                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                | П                            | С | И | П - С                         | П - И | С - И | П - С - И       | П - С                  | П - И | С - И | П - С - И                   | П - С - И | П - С - И | П - С - И | П - С - И            | П - С                  | П - И | С - И         | П + С - И                   | П + И - С | П - С - И       | П + С - И                   | П + И - С | П - С + И | П + И + С     |
| № формул                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                           | 1                            | 2 | 3 | 4                             | 5     | 6     | 7               | 8                      | 9     | 10    | 11                          | 12        | 13        | 14        | 15                   | 16                     | 17    | 18            | 19                          | 20        | 21              | 22                          | 23        | 24        |               |
| Группы формул                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                      | I                            |   |   | II                            |       |       | III             |                        |       | IV    |                             |           |           | V         |                      |                        | VI    |               |                             | VII       |                 |                             |           |           |               |
| Вид технологических процессов                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                      | Одностадийный                |   |   | Эпизодический                 |       |       | Циклический     |                        |       |       |                             |           |           | Поточный  |                      |                        |       |               |                             |           |                 |                             |           |           |               |
| Особенности технологических процессов                                                                                                                                                                                                                                                                                                                                              | Обособленные                 |   |   | Функционально неполные        |       |       | Полные          | Функционально неполные |       |       | В комплексе с обособленными |           |           |           | Полные               | Функционально неполные |       |               | В комплексе с обособленными |           |                 | В комплексе с обособленными |           |           | Полные        |
| Структурные элементы: П – процесс подготовки уступа к бурению, (буровая скважина) – как предмет труда; С – процесс использования бурового оборудования (техника) – как средство труда; И – процесс функционирования машиниста бурового оборудования (оператор) – как исполнителя труда. Связи структурных элементов: /-/-/ - прерывистая, /-/ - периодическая, /+/-/ - непрерывная |                              |   |   |                               |       |       |                 |                        |       |       |                             |           |           |           |                      |                        |       |               |                             |           |                 |                             |           |           |               |

ляют Системы с согласованными в отношении последовательности и времени выполнения процессами. Четвертый тип структурных формул (15...24) описывает структуру с синхронно протекающими процессами, характеризующимися наличием непрерывных связей между структурными элементами. Описываемый структурной формулой (24) полнофункциональный поточный процесс представляет собой наиболее совершенную систему, позволяющую получить оптимальные решения в отношении согласованности взаимодействия функциональных процессов Системы.

Основная функция Системы – образование скважины в горном массиве. Главные функциональные операции процесса проведения скважины в общем случае: отделение горной массы, т.е. подготовка массива забоя к разрушению и разрушение его. Эту функцию выполняет определенный механизм. Для бурового способа характерны определенные функциональные средства: перфоратор, бурильная машина. Бурильная машина – основной рабочий орган бурильной установки. От параметров ее функционирования во многом зависят показатели операции в целом. По функциональному признаку разнообразие конструкций машин для обустройства забоя в общем случае можно представить тремя рабочими органами:

➤ Бурение (Б), орган бурения, который формирует силовой импульс и передает его на разрушаемый забой скважины.

➤ Подачи (П), подающий орган, который осуществляет надвигание органа бурения на разрушаемый забой. Работа согласовывается с режимными параметрами с органом бурения.

➤ Наводки или орган манипуляций (М), которым выставляет бурильный и подающий органы на нуж-

Структурообразование представлено в табл. 2. Структурные формулы сгруппированы в четырех группах и отражают этапы исторического развития средств бурения. В I группу вошли индивидуальные органы: ручной перфоратор, податчик и распорная колонка; во II группу – рабочие органы, имеющие кинематическую связь между собой. Так, структурная формула (8), Б+П описывает ручной бурильный молоток на пневмоподдержке; в III группу – рабочие органы, имеющие частичную конструктивную связь.

IV группа формул охватывает полные и неполные агрегаты для бурения скважин. У машин этой группы совмещены все рабочие органы. В отечественной практике имеются конструкции вырожденных бурильных агрегатов НКР-100, БА-100 и электрическое сверло с принудительной (канатной) подачей от двигателя вращения сверла. Их структурная формула (15) Б+П.

Из анализа систем каждой группы формул видно, что первоначально создавались индивидуальные рабочие органы. В дальнейшем они получили или частичную или полную кинематическую связь, которая диктовалась условиями эксплуатации, необходимостью повышения производительности труда и уровня механизации.

В последние годы ведутся проектные и исследовательские работы по созданию бурильных полуагрегатов и агрегатов. К ним можно отнести машины вращательного и вращательно-ударного бурения.

Анализ структуры и классификации средств механизации операции бурения, технологический процесс Системы показывает, что в связи с выделением одинакового количества структурных элементов и связей между ними при структурообразовании для всех процессов и средств механизации получены сис-

Таблица 2

Структурообразование средств механизации процессов бурения

| Принцип построения структурных формул                     | Согласование элементов       |   |   |                               |       |       | Базовая формула | Сочленение элементов   |                        |       |                 |                             |           | Совмещение элементов |                    |                        |               |           |                             |                 |           |                             | Всех      |               |        |  |
|-----------------------------------------------------------|------------------------------|---|---|-------------------------------|-------|-------|-----------------|------------------------|------------------------|-------|-----------------|-----------------------------|-----------|----------------------|--------------------|------------------------|---------------|-----------|-----------------------------|-----------------|-----------|-----------------------------|-----------|---------------|--------|--|
|                                                           | С вырождением двух элементов |   |   | С вырождением одного элемента |       |       |                 | С вырождением          |                        |       | С согласованием |                             |           | Всех                 |                    |                        | С вырождением |           |                             | С согласованием |           |                             |           | С сочленением |        |  |
| Структурные формулы                                       | Б                            | П | М | Б - П                         | Б - М | П - М | Б - П - М       | Б + П                  | Б + М                  | П + М | Б + П - М       | Б + М - П                   | Б - П + М | Б + П + М            | Б · П              | Б · М                  | П · М         | Б · П - М | Б · М - П                   | Б - П · М       | Б · П + М | Б · М + П                   | Б + П · М |               |        |  |
| № формул                                                  | 1                            | 2 | 3 | 4                             | 5     | 6     | 7               | 8                      | 9                      | 10    | 11              | 12                          | 13        | 14                   | 15                 | 16                     | 17            | 18        | 19                          | 20              | 21        | 22                          | 23        | 24            |        |  |
| Группы формул                                             | I                            |   |   | II                            |       |       |                 | III                    |                        |       | IV              |                             |           |                      | V                  |                        |               | VI        |                             |                 | VII       |                             |           |               |        |  |
| Особенность структур                                      | Индивидуальные органы        |   |   | Бурильные комплексы           |       |       |                 | Бурильные полуагрегаты |                        |       |                 |                             |           |                      | Бурильные агрегаты |                        |               |           |                             |                 |           |                             |           |               |        |  |
| Особенности средств механизации технологических процессов | Обособленные                 |   |   | Функционально неполные        |       |       |                 | Полные                 | Функционально неполные |       |                 | В комплексе с обособленными |           |                      | Полные             | Функционально неполные |               |           | В комплексе с обособленными |                 |           | В комплексе с обособленными |           |               | Полные |  |

Структурные элементы: Б – бурение; П – подачи; М – манипуляции. Связи структурных элементов: /-/- технологическая, /+/- кинематическая, /-/ конструктивная

ную точку бурения скважины.

тематизационные таблицы, содержащие по 24 структурных формул, которые разделены на 7 групп.

Каждая последующая группа структурных формул описывает процессы (средств механизации) с более совершенной структурой по сравнению с предыдущей. По этому выделившиеся при структурообразовании группы структурных формул можно рассматривать как ступени развития структуры процессов (средств механизации).

В соответствии со структурными формулами в систематизационных таблицах приведена классификация видов технологических процессов, причем каждому виду процесса соответствует вполне определенный тип механизации: одностадийному – индивидуальные органы, эпизодическому процессу – бурильные комплексы, циклическому процессу – бурильные полуагрегаты, поточному процессу – бурильные агрегаты.

Анализ систематизационных таблиц показывает, что для определения структур технологических процессов Системы и механизации процессов бурения, соответствующих структур достаточно выбрать в соответствии с номером группы структурных формул механизации процессов бурения номер группы структурных формул.

Совершенствование процессов Системы, вообще механизмов бурения, в частности, заключается в приведении в соответствии структуры процессов в пределах одной квалификационной группы.

Развитие Системы заключается в переводе всех процессов системы в следующую классификационную группу структурных формул, т.е. на следующую

ступень структурного совершенствования Системы, со сменой связей между структурными элементами.

Совершенство технологических процессов Системы определяются уровнем качества интеллектуальной профессиональной подготовленности, деятельности исполнителя труда, горной техники и ее эксплуатационным уровнем качества геологоразведочных предприятий горной промышленности.

В соответствии с систематизацией все Системы представлены четырьмя видами: одностадийными, эпизодическими, циклическими, поточными процессами. Наиболее совершенная система «Буровая скважина – буровое оборудование – оператор» будет иметь наиболее высокую согласованность функционирования элементов структуры производства. Для оценки этого в МГГУ разработана методика оценки уровня качества отдельных элементов структуры производства и Системы с учетом существующих методик.

#### Список литературы:

1. Смирнов В.Н. Системные исследования показателей качества изделий. – Л.: Машиностроение. 1981. 183 с.
2. Флейшман Б.С. Элементы теории потенциальной эффективности сложных систем. М.: Советское радио, 1971. 224 с.
3. Окунев Ю.Б., Плотников В.Г. Принципы системного подхода к проектированию в технике связи. М.: Связь, 1978. 184 с.
4. Аганбеган А.Г., Багринокий К.А., Гранберг А.Г. Системы моделей народнохозяйственного планирования. М., 1972.
5. Яцен И.А., Ешуткин Д.Н., Бородин В.В. Основы теории и конструирования пневмударников. Кемерово. 1977. 215 с.
6. Подэрн Р.Ю. Горные машины и комплексы для открытых горных работ. 3-е изд., 1 том – М.: Издательство МГГУ, 1998 – 422 с.

УДК 622.271

© Куканова С.И., Зайнитдинова Л.И., Борминский С.И., Айропетова Ж.С., Лильбок Л.А., Саттаров Г.С. 2005 г.

## БИОВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЗОЛОТО-СОДЕРЖАЩИХ ДОЛИВНОМ РЕЖИМЕ

## МАГНИТНОЙ РУД В ФРАКЦИИ ОТЛИВНО-

**Куканова С.И.**, руководитель проекта Института микробиологии АН РУз, канд. биол. наук; **Зайнитдинова Л.И.**, ст. научный сотрудник Института микробиологии АН РУз, канд. биол. наук; **Борминский С.И.**, мл. научный сотрудник Института микробиологии АН РУз; **Айропетова Ж.С.**, мл. научный сотрудник Института микробиологии АН РУз; **Лильбок Л.А.**, зав. лабораторией технологии и геотехнологии ЦНИЛ НГМК; **Саттаров Г.С.**, начальник ЦНИЛ НГМК, докт. физ.-техн. наук

В условиях снижения обеспеченности предприятий минерально-сырьевыми ресурсами и ограниченных возможностей привлечения в среднесрочной перспективе крупных вложений в горнодобывающую промышленность возникает настоятельная необходимость вовлечения в производство техногенного сырья. Это направление является важным с точки зрения ресурсосбережения, охраны недр, рационального использования и охраны окружающей среды. Возрастающие требования максимальной утилизации минерального сырья сейчас решаются в

основном двумя путями: во-первых, предотвращением потерь полезных компонентов в основном перерабатывающем процессе и, во-вторых, разработкой прогрессивных методов и средств утилизации огромных запасов, классифицированных преимущественно как отходы обогащения металлургической промышленности. Как правило, предел возможности традиционных методов обогащения уже достигнут. И только путем использования принципиально новых комплексных методов можно повысить степень утилизации полезных компонентов с применением

малоотходных и безотходных биотехнологий в металлургии [1].

В настоящее время в мировой практике для переработки такого рода сырья используют различные технологические методы [2, 3].

Значительные достижения в переработке отходов производства достигнуты в черной металлургии. Выполнение федеральной программы Российской Федерации «Переработка техногенных образований Свердловской области», действующей в течение 5 лет, привело к прекращению роста шлакохранилищ на территории области в 2000 г., а в 2001 г. объем переработанных шлаков превысил их текущий выход более, чем на 1,4 млн м<sup>3</sup>. Экономия затрат на складирование отходов достигла 500 млн руб. [4]. Для утилизации хвостов обогащения полиметаллических руд на месторождении Барсучий Лог применяют различные технологические приемы, такие как выделение в головке процесса коллективного гравитационного концентрата, содержащего благородные металлы, с последующим получением пиритного концентрата и коллективного сульфидного золотосодержащего концентрата [5].

Для переработки магнитной фракции золотосодержащей руды месторождения Мурунтау предлагается переработка ее с применением серной кислоты в термостатированном реакторе. В результате этого образуется железный купорос и происходит обогащение магнитной фракции по золоту. Основными параметрами этого процесса являются Т:Ж=1:5, температура раствора 85° С, концентрация серной кислоты 250 г/л. При достижении заданного времени пульпу фильтруют, осадок тщательно промывают водой и высушивают. Авторами было показано, что скорость выщелачивания не зависит от природы магнитной фракции. Оптимальное время разложения составляет 60 мин. Расчет материального баланса показал, что извлечение железа в раствор достигает 95 %, а золото и мышьяк полностью остаются в осадке, побочным продуктом, получаемым при этих реакциях, является железный купорос, который промытый и просушенный соответствует ГОСТу 6981-94 [6].

Однако применение этой технологии осложняется требованиями, предъявляемыми охраной окружающей среды, так как в процессе сернокислотной обработки образуются газы SO<sub>2</sub> и H<sub>2</sub>S. В связи с этим, применение альтернативных технологий, а именно, микробиологических является весьма актуальным.

Известно, что биотехнология в горной промышленности и металлургии основана на применении микробиологических методов, основой которых являются ацидофильные железобактерии. Относящиеся к родам *Acidithiobacillus*, *Sulfobacillus* и др.

В последние годы микробиологические методы стали успешно применяться для переработки отходов горных производств. Было показано, что перспективным в этом отношении является использование отвальных шлаков медных фабрик горно-металлургической промышленности Болгарии. Наиболее рациональной стороной этой технологии является микробиологическая схема. Тонкодиспергированная медь, представленная в шлаках, в основном,

как металлическая, не извлекается при помощи флотации. При помощи сернокислотного раствора Fe<sub>2</sub>(SO<sub>4</sub>)<sub>3</sub> эта задача решается успешно. Для получения этих растворов авторами были использованы микроорганизмы, способствующие активному окислению меди, при этом выщелачивающий раствор, полученный микробиологическим путем, обладал низкой себестоимостью [7]. Интересными представляются работы по утилизации отходов Алмалыкского горного комбината с использованием микробиологических методов. Была показана возможность биовыщелачивания хвостов меднообогатительной фабрики, определены основные параметры биовыщелачивания pH 2-2,2, Ж:Т = 1:10, температура 28-32° С. Выщелачивание меди с использованием микроорганизмов из текущих хвостов составило 56-68 %, из лежалых хвостов 63-75 %. В настоящее время проводятся исследования по возможности переработки хвостов меднообогатительной фабрики методом кучного выщелачивания [8, 9].

В Казахстане, совместно с Японией, на основе научно-технического сотрудничества разработан проект по созданию высокоэффективной и экологически чистой технологии переработки лежалых хвостов обогащения. Технологическая схема разработанной пилотной установки включает такие операции, как бактериальное или химическое выщелачивание меди и цинка, экстракция и реэкстракция этих элементов из растворов, выщелачивание благородных металлов, сорбция золота и серебра, очистка сточных вод [10].

Микробиологические методы можно использовать и для переработки отвальных хвостов золотоизвлекательных фабрик с использованием гетеротрофных микроорганизмов, которые осуществляют прямое растворение золота. Для лежалых отвальных хвостов цианирования Маржанбулакской, Ангренской и Чадакской ЗИФ было показано, что применение микроорганизмов *Bacillus megaterium* способствовало извлечению золота от 60 до 80 % с сопутным извлечением серебра до 50 % от исходного содержания [11, 12].

Таким образом, можно утверждать, что микробиологическое выщелачивание в сочетании с применением физико-химических, обогатительных методов и методов биогидрометаллургии является перспективным направлением, которое способствует уменьшению потерь рудных и нерудных компонентов в отходах, оптимизации технологических схем переработки различных отходов горно-металлургической промышленности, тем самым существенно снижая техногенную нагрузку на окружающую среду. Применение такого комплексного подхода к решению проблемы утилизации отходов позволит расширить сырьевую базу, сохранив при этом запасы рудного сырья.

Нами в качестве объекта исследований была взята магнитная фракция золотосодержащей руды месторождения Мурунтау.

Магнитная фракция – это продукт, который получается в процессе измельчения руды в мельнице, где частицы свободного золота и серебра за счет механиче-

ских сил (нажима, втирания, вдавливания) переходят из руды в кристаллическую решетку металла.

Вещественный состав магнитной фракции представляет: арсенопирит, пирит - 0,59 %; кварц, кальций, доломит, обломки пород - 1,71 %; металлический скрап - 97,70 %; золото - 17,70 г/т. Все минералы покрыты окисными пленками.

В результате наклепа в ходе измельчения золото весьма прочно связано с железом, и механическим путем выделить его невозможно. Химический анализ исходной магнитной фракции (МФ) представлен в табл. 1. В работе использовались тионовые железокисляющие бактерии: *Acidithiobacillus ferrooxidans* КСБ. Бактерии выращивали на питательной среде 9К следующего состава (г/л):  $\text{FeSO}_4$  - 44,2;  $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$  - 3,0; KCL - 0,1;  $\text{K}_2\text{HPO}_4$  - 0,5;  $\text{MgSO}_4$  - 0,5. Культивирование осуществлялось в качалочных условиях (180 об/мин) при температуре 28-30° С. Количество жизнеспособных клеток определяли методом серийных разведений с высевом на жидкие питательные среды [13]. Концентрацию  $\text{Fe}^{2+}$  и  $\text{Fe}^{3+}$  определяли трилонометрическим методом [14]. Окислительно-восстановительный потенциал и изменение кислотности среды определяли на иономере универсальном ЭВ-74. Биотехнологические исследования проводили в литровых пачуках при механическом перемешивании и подаче воздуха от компрессора в отливно-доливном режиме. Термин «периодическая культура с добавлением источников питания» ввели Йошида и др. [15] для обозначения периодической культуры, в которую непрерывно добавляется питательная среда. Если часть культуры время от времени удаляется, система становится «отливно-доливной» (repeated fed batch culture), которую можно поддерживать бесконечно.

Изменения в объеме культуры с добавлением источников питания отличают ее от хемостата, в котором важно поддерживать постоянный объем культуры. В отъемно-доливной культуре часть культуры время от времени удаляется при постоянном поступлении свежей среды. Это означает, что объем культуры и соответственно скорость разбавления и зависящие от нее параметры метаболизма, как, например, удельная скорость роста будет испытывать периодические изменения.

Исходя из этих положений, нами были поставлены эксперименты по биовыщелачиванию магнитной фракции в отъемно-доливном режиме с учетом того, что период цикла ( $t_w$ ) для каждого эксперимента принимается за постоянную величину, т.е. не меняющуюся в процессе и культура микроорганизмов находится в квазистационарном состоянии. Период цикла, в нашем варианте, - это определенное время цикла обработки магнитной фракции бактериальным раствором. При достижении в опытном варианте культурой бактерий определенного объема  $V_w$ , часть раствора уда-

Результаты химического анализа магнитной фракции

| Проба        | Fe   | Mn   | FeO<br>Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | FeS <sub>2</sub> | FeAsS | Au, г/т |
|--------------|------|------|---------------------------------------|------------------|-------|---------|
| Ср. проба МФ | 93,4 | 0,99 | 4,52                                  | 0,46             | 0,13  | 17,7    |

ляется, и объем оставшейся части соответствует  $V_0 = gV_w$ . Учитывая это, были поставлены следующие опыты по биовыщелачиванию магнитной фракции при соотношении Т:Ж = 1:10; 1:7  $t_w$  = 3, 4, 8, 12 часам;  $V_w$  = 1/8, 1/6, 1/3, 1/2, 2/3.

Полученные результаты по выщелачиванию исходной магнитной фракции свидетельствуют, что применение отливно-доливного режима способствует во всех вариантах опыта обогащению исходного продукта по золоту. Сравнительный анализ содержания золота в кеках БВ, представленный на рис. 1 показывает, что максимальное содержание золота наблюдается при применении варианта № 3 ( $t_w$  - 8 ч,  $V_w$  - 2/3 от исходного,) и 4 варианта ( $t_w$  - 4 ч,  $V_w$  - 1/6 от исходного) переработки исходной магнитной фракции в отливно-доливном режиме.

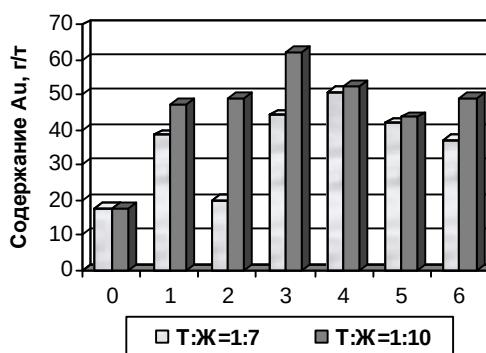


Рис. 1. Сравнительный анализ обогащения исходной магнитной фракции по золоту при различных вариантах культивирования:

1.  $t_w$  - 8 ч,  $V_w$  - 1/3 от исходного; 2.  $t_w$  - 8 ч,  $V_w$  - 1/3 от исходного; 3.  $t_w$  - 8 ч,  $V_w$  - 2/3 от исходного; 4.  $t_w$  - 4 ч,  $V_w$  - 1/6 от исходного; 5.  $t_w$  - 3 ч,  $V_w$  - 1/8 от исходного; 6.  $t_w$  - 12 ч,  $V_w$  - 1/2 от исходного

Следует отметить, что увеличение количества циклов обработки и применение перемешивания с использованием импеллера способствует обогащению исходного продукта по золоту до 100-127 г/т. Количество микроорганизмов вносимых в гетерогенную среду колебалось от  $6,0 \cdot 10^7$  до  $2,5 \cdot 10^8$  клеток в мл. В оборотных растворах бактериального выщелачивания их количество снижалось до  $2,5 \cdot 10^2$  кл/мл.

Для определения возможности переработки магнитной фракции и увеличения содержания золота в кеке БВ нами было проведено фракционирование исходного продукта на 2 фракции. Переработка в режиме непрерывного культивирования в режиме отливно-доливного варианта осуществлялась с использованием в качестве объекта исследований более мелкой



фракции ( $-1,6+0,074$  мм), где содержание золота составляло 19,8 г/т – 20,5 г/т.

Переработка мелкой фракции осуществлялась в пачуках при перемешивании, при постоянном периоде

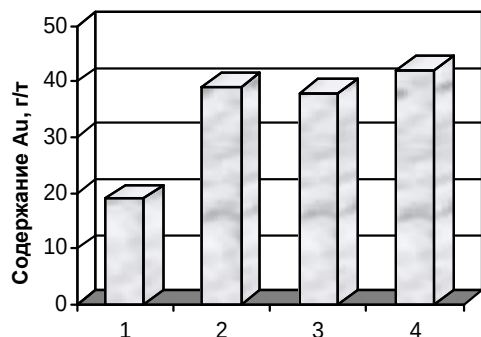


Рис. 2. Сравнительный анализ обогащения кека БВ по золоту при различных вариантах культивирования:

1.  $t_w - 8$  ч,  $V_w - 1/3$  от исходного; 2.  $t_w - 8$  ч,  $V_w - 1/3$  от исходного; 3.  $t_w - 8$  ч,  $V_w - 2/3$  от исходного

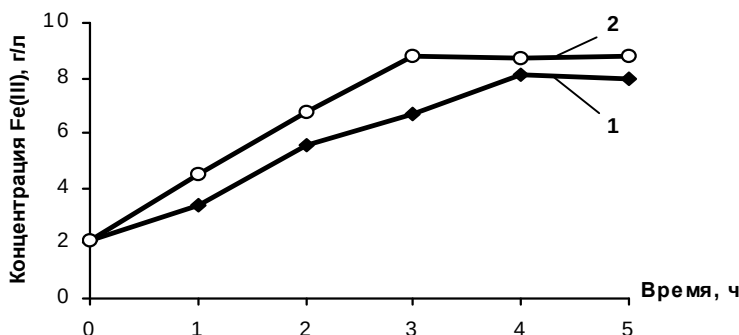


Рис. 3. Окислительная активность микроорганизмов на классической среде 9К (1) и оборотной воде лабораторных испытаний (2)

цикла  $t_w - 8$  ч во всех вариантах опыта, а объем сливаемого и добавляемого бактериального раствора  $V_w$  – варьировал от 1/3 до 2/3 от исходного.

Полученные результаты исследований по выщелачиванию фракции  $-1,6+0,074$  мм показывают, что из трех испытанных вариантов переработки магнитной фракции лучшее обогащение отмечается в третьем варианте лабораторных опытов, где период цикла составил 8 ч, а продолжительность культивирования 48 ч (рис. 2).

Результаты исследований по биовыщелачиванию фракции ( $-5+1,6$  мм) представленные в табл. 2, показывают, что процесс выщелачивания проходил равномерно во всех вариантах опыта. Следует отметить относительно низкое значение pH среды по сравнению с результатами, полученными при обработке исходной и мелкой магнитной фракции, что, очевидно, свидетельствует о концентрировании пирита в более крупных частях магнитной фракции.

Сравнительный анализ результатов выщелачивания, показывает, что наиболее эффективно процесс выщелачивания прошел при использовании третьего варианта, где мы отмечаем максимальное обогащение продукта по золоту, концентрация которого достигает 34,6 г/т за 48 ч культивирования.

Как было показано нами ранее, оборотная вода является источником железа для культивирования микроорганизмов *Acidithiobacillus ferrooxidans*. Концентрация трехвалентного железа в этих растворах колебалась от 8 до 14 г/л. Во всех наших опытах, описанных в этом отчете, мы использовали оборотную воду, полученную после фильтрации выпавших в осадок гидроокислов железа.

Как видно из рис. 3 окисление железа наиболее эффективно протекало именно на оборотной воде в сравнении с классической средой 9К. За время проведения лабораторных опытов нами было наработано 125 л культуральной жидкости *Acidithiobacillus ferrooxidans*.

Проведенные исследования позволили решить в полной мере те цели и задачи, поставленные для расширенного представления о микробиологических процессах, протекающих в техногенном сырье – магнитной фракции золото-содержащих руд Мурунтау. В результате проведенных исследований определены оптимальные параметры биовыщелачивания магнитной фракции для проведения укрупненных лабораторных испытаний.

Таблица 2

Результаты выщелачивания магнитной фракции ( $-5+1,6$  мм), Т:Ж=1:7

|           | pH   | Fe <sup>2+</sup> , г/л | Fe <sup>3+</sup> , г/л | Сухой вес пигмента, г | Сухой вес осадка, г | Концентрация золота, г/т |
|-----------|------|------------------------|------------------------|-----------------------|---------------------|--------------------------|
| 1 вариант |      |                        |                        |                       |                     |                          |
| 8         | 3,00 | 10,0                   | 0,10                   | 1,45                  |                     |                          |
| 16        | 3,05 | 8,20                   | 0,10                   | 2,35                  |                     |                          |
| 24        | 3,10 | 7,20                   | 0,10                   | 3,38                  |                     |                          |
| 32        | 3,21 | 8,00                   | -                      | 3,40                  |                     |                          |
| 40        | 3,90 | 11,30                  | сл.                    | 2,90                  |                     |                          |
| 48        | 3,80 | 10,50                  | сл.                    | 2,70                  | 51,20               | 31,40                    |
| 2 вариант |      |                        |                        |                       |                     |                          |
| 8         | 3,03 | 11,0                   | 0,10                   | 1,35                  |                     |                          |
| 16        | 3,30 | 6,10                   | 0,10                   | 2,15                  |                     |                          |
| 24        | 3,45 | 7,20                   | 0,10                   | 3,28                  |                     |                          |
| 32        | 3,10 | 11,00                  | -                      | 3,40                  |                     |                          |
| 40        | 3,32 | 12,40                  | сл.                    | 2,40                  |                     |                          |
| 48        | 3,45 | 10,00                  | сл.                    | 2,60                  | 57,10               | 30,50                    |
| 3 вариант |      |                        |                        |                       |                     |                          |
| 8         | 3,18 | 11,0                   | 0,10                   | 1,45                  |                     |                          |
| 16        | 3,15 | 7,10                   | 0,10                   | 2,35                  |                     |                          |
| 24        | 3,20 | 9,20                   | 0,10                   | 3,38                  |                     |                          |
| 32        | 3,20 | 12,00                  | -                      | 3,40                  |                     |                          |
| 40        | 3,40 | 12,30                  | сл.                    | 2,90                  |                     |                          |
| 48        | 3,70 | 13,50                  | сл.                    | 2,70                  | 59,40               | 34,60                    |

## Список литературы:

1. Kelly D.P., Jones C.A. In: *Metallurgical Applications of Bacterial Leaching Related Micro Phenomena*, 1987.
2. Якубайлик Э.К., Килин В.И., Гришаев Д.В. Добобогащение хвостов Абаканского железорудного месторождения. Сб. тезисов Конгресса обогатителей стран СНГ, 2003.
3. Яценко А.А., Кайтмазов Н.Г., Захаров Б.А., Алексеева Л.И., Благодатин Ю.В., Баскаев П.М., Котухов С.Б. Развитие технологии обогащения вкрапленных и медистых руд, а также разработку технологий обогащения вторичного сырья и техногенных источников. Сб. тезисов Конгресса обогатителей стран СНГ, 2003.
4. Смирнов Л.А., Сорокин Ю.В. Реализация программы «Переработка техногенных образований Свердловской области» - один из эффективных путей снижения экологической нагрузки на территорию области/ Экологическая безопасность Урала: Материалы научно-технической конференции, проводимой в рамках международной выставки «Уралэкология. Техноген-2002», с.180-181.
5. Зубков А.А., Шуленина З.М., Митковская Т.В. Перспектива утилизации хвостов обогащения руд месторождения «Барсукий Лог». Сб. тезисов Конгресса обогатителей стран СНГ, 2001.
6. Латышев В.Е., Лильбок Л.А., Петухов О.Ф., Думбрава А.А., Иванов Е.Е. Разработка и освоение технологии комплексной переработки магнитной фракции. Горный журнал, № 8, 2003, с. 67-68.
7. Генчев Ф. Переработка металлургических шлаков хвостов флотации обогатительных фабрик. // Биогео-технология металлов, М., 1985.
8. Сагдиева М.Г., Борминский С.И., Санакулов К.С., Варавин А.А., Василенок О.П. Бактериально-химическое выщелачивание меди из хвостов флотации МОФ АГМК. Горный журнал, 2002, с. 129-130.
9. Санакулов К.С., Халматов М.М., Ким К.Ф., Сагдиева М.Г., Борминский С.И. Комбинированная технология переработки хвостов МОФ АГМК. Горный журнал, 2002, № 2, с. 130-131.
10. Ушаков Н.И., Квитка А.Ф., Сапрыгин А.Ф., Быков Р.А., Кушакова Л.Б. Разработка экологически чистых технологий переработки бедного техногенного полиметаллического сырья Восточного Казахстана. Сб. тезисов Конгресса обогатителей стран СНГ, 2001.
11. Куканова С.И. Гетеротрофные микроорганизмы и их роль в переработке нестандартного сырья. Автореферат к дисс., 1992.
12. Kukanova S.I., Sagdieva M.G. Bacteria and gold - problems of microbiological diffusion of metals // Congr. Bacteriology, Osaka, 1990, p. 38.
13. Егоров Н.С. Практикум по микробиологии, М., 1976.
14. Лурье Ю.Ю. Химический анализ сточных вод, М., 1983.
15. Yoshida F., Yamane K., Nakamoto K. Biotech. Bioeng., 15, 257, 1973.

УДК 666.112.210:621.315.61-496

© Широ́ва С.А., Васи́на С.М., Абра́мова В.В., Хо́жиева А.Х. 2005 г.

## ИССЛЕДОВАНИЕ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ОТХОДОВ ПРОМЫШЛЕННОСТИ И МЕСТНОГО СЫРЬЯ

Широ́ва С.А., Васи́на С.М., Абра́мова В.В., Хо́жиева А.Х., доценты СамГУ

Суммарная стоимость производимых в нашей стране строительных материалов очень велика. Она составляет свыше 50 % общей стоимости всех строительно-монтажных работ. В этих условиях целесообразное использование материалов в соответствии с прочностными, теплотехническими и другими свойствами совершенно обязательно, так как это мероприятие обеспечивает громадную экономию средств в строительстве. В настоящее время отходы промышленности и местного сырья в производстве строительных материалов еще используются недостаточно широко. Так, например, при производстве полевошпатного сырья – переработке гранитов выбрасывает в отвал большое количество богатого кремнеземом силикатного материала. При современном состоянии науки и техники промышленные выбросы не являются неизбежностью и могут быть полностью использованы.

В связи с вышеизложенным, нами изучены некоторые физико-химические свойства отходов местной промышленности, содержащих силикаты (рис. 1, 2; табл. 1-6).

Изучение химических свойств отходов переработки гранитов на полевшпатное сырье методом обога-

щения имеет исключительно важное значение для применения его в качестве наполнителя при производстве кислотоупорных материалов.

Результаты химического силикатного анализа отхода переработки гранитов показаны в табл. 1.

Материалы, обладающие достаточной кислотостойкостью изготавливаются обычно из материала, содержащего 70 %  $\text{SiO}_2$  и 20 %  $\text{Al}_2\text{O}_3$ . В нашем материале содержание  $\text{Al}_2\text{O}_3$  (полутонные окислы  $\text{R}_2\text{O}_3$ ) до 1,18 %.

Для наиболее полной характеристики химического состава отхода переработки гранитов проведен их спектральный анализ. Из результатов спектрального анализа видно, что отход обогащения гранитов не радиоактивен, так как не содержит радионуклидов (U и Th), может быть использован для производства строительных материалов. Спектральный анализ подтверждает химический состав отхода обогащения гранитов и дает подробный химический состав.

В табл. 2 приведены химические составы мраморной пыли и лесса, используемые в производстве вяжущих композиционных материалов. Из табл. 2 видно, что используемые в производстве вяжущих компози-

ционных материалов лесс на 30 % и мраморная пыль  
на 96 % состоят из карбонатов, при взаимодействии



Таблица 1

Химический состав отхода переработки гранитов

| Метод исследования  | Содержание, %                |    |                                   |    |                               |                  |                   |      |        |                 |                 |                               |
|---------------------|------------------------------|----|-----------------------------------|----|-------------------------------|------------------|-------------------|------|--------|-----------------|-----------------|-------------------------------|
|                     | Н.О.<br>(нераст.<br>остаток) |    | П.П.П.<br>(потери при<br>прокал.) |    | R <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | K <sub>2</sub> O | Na <sub>2</sub> O | CaO  | MgO    | SO <sub>3</sub> | CO <sub>2</sub> | P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> |
| Силикатный анализ   | 97,6                         |    | 0,49                              |    | 1,18                          | 6                | 3,6               | 0,45 | 0,17   | -               | -               | -                             |
| Метод исследования  | Si                           | Al | Mg                                | Ca | Co                            | Fe               | Cr                | Mn   | Ni     | Na              | K               | Ti                            |
| Спектральный анализ | >1                           | >1 | 0,3                               | >1 | 0,04                          | >1               | 0,001             | 0,01 | 0,0005 | >1              | >1              | 0,06                          |

Таблица 2

Химический состав лесса и мраморной пыли

| Наименование материала | Содержание, %                |                  |                 |                               |      |       |                                 |
|------------------------|------------------------------|------------------|-----------------|-------------------------------|------|-------|---------------------------------|
|                        | Н.О.<br>(нераст.<br>остаток) | H <sub>2</sub> O | CO <sub>2</sub> | R <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | MgO  | CaO   | Потери<br>при прока-<br>ливании |
| Лесс                   | 66,67                        | 1,22             | 13,76           | 2,48                          | 2,65 | 12,34 | 15,1                            |
| Мраморная пыль         | 2,66                         | 0,32             | 44,0            | 0,17                          | 0,89 | 52,2  | 44,6                            |

Само определение производится в этом случае в жидкости. Плотность определяли пикнометрическим методом. Результаты исследований показаны на рис. 1. Из рис. 1 видно, что с увеличением размеров частиц отхода переработки гранитов от 0 до 0,5 мм плотность отхода переработки гранита уменьшается в 1,1 раза,

которых с минеральными кислотами или кислыми солями происходит бурное выделение углекислого газа.

Для полной характеристики отходов промышленности и местного сырья изучены их некоторые физические свойства. Отход переработки гранитов представляет собой порошкообразный продукт белого цвета, лесс – порошкообразный продукт светло-желтого цвета. Данные исследования физических свойств отхода переработки гранитов приведены в табл. 3. По данным табл. 3 видно, что отходы переработки гранитов, лесс и мраморная пыль имеют слабощелочную среду, так как лесс и мраморная пыль карбонатные породы, а отход переработки гранитов содержит щелочные металлы (табл. 1).

Для характеристики отхода переработки гранитов, дополнительно изучена плотность его в зависимости от размера частиц.

Высушенный при 110 °С материал пропустили через сита с номерами сетки 05; 025; 020; 010; 008; 0063 номинальным размером стороны ячейки в свету 0,5; 0,25; 0,20; 0,10; 0,08; 0,063 мм. Просеивание считали законченным если в течение 1 мин сквозь сито проходит не более 0,05 г порошка.

Перед определением плотности из материала удаляют весь воздух, находящийся в порах, что достигается кипячением навески с водой.

кривая плавно увеличивается.

Ситовой анализ, проводимый путем просеивания через набор сит, не характеризует гранулометрию порошка, так как остаток на самом тонком из принятых стандартами сите содержит зерна крупнее 0,063 мм в поперечнике. Даже при использовании более тонких сит будет получаться остаток с зернами крупнее 0,04 мм. Поэтому при одной и той же величине остатка на ситах могут быть значительные колебания в распределении зерен малых размеров.

Ситовый анализ применяется для определения тонкости помола порошкообразных материалов при

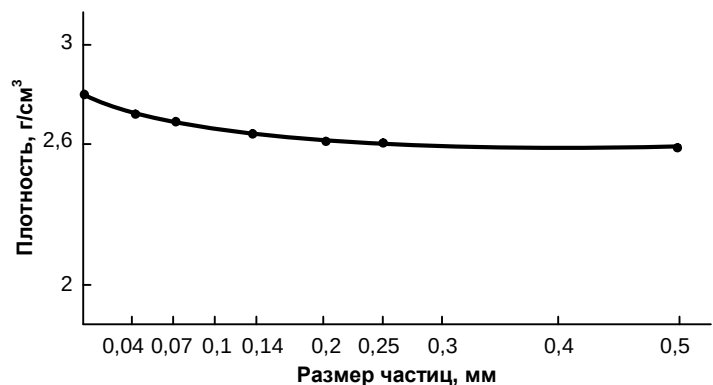


Рис. 1. Изменение плотности отхода переработки гранитов в зависимости от размера частиц

Таблица 3

Физические свойства отхода переработки гранитов и мраморной пыли

| Наименование материала     | Влагоемкость, % | Плотность, кг/м³ | Удельный объем (уплотнен.), кг/м³ | Удельный объем (без уплотнен.), кг/м³ | pH   | Маслоемкость, % |
|----------------------------|-----------------|------------------|-----------------------------------|---------------------------------------|------|-----------------|
| Отход переработки гранитов | 23,78           | 2666             | 1066,9                            | 860,8                                 | 8,56 | 30,40           |
| Мраморная пыль             | 24,17           | 2683             | 1045                              | 973                                   | 7,48 | 19,03           |

контроле производства, а также при различных исследованиях, проводимых в заводских и научно-исследовательских лабораториях. Для всех работ используют стандартные нормированные металлические сита. Результаты ситового анализа приведены в табл. 4. Как видно из табл. 4 отход переработки гранита на 75,18 % состоит из частиц размером <0,063 мм, мраморная пыль на ~70 % - из частиц размером (-0,25; +0,10). Лесс на 30 % состоит из фракций -0,25 мм, т.е. частиц размером меньше 250 мкм.

Для более полного изучения дисперсности используемых материалов, проведен седиментационный анализ, являющийся косвенным методом гранулометрического состава порошков. При использовании этого метода большое значение имеет выбор жидкости.

Седиментационный анализ порошков проводили пипеточным методом. Сущность метода заключается

Таблица 4

Гранулометрический (ситовый) анализ отхода переработки гранита, мраморной пыли и лесса

| Размер частиц, мм | Содержание частиц, % |                |       |
|-------------------|----------------------|----------------|-------|
|                   | отход переработки    | мраморная пыль | лесс  |
| 0,25              | 0,73                 | 8,45           | 31,46 |
| -0,25+0,20        | 1,63                 | 35,94          | 5,44  |
| -0,20+0,10        | 1,20                 | 23,12          | 10,96 |
| -0,10+0,08        | 9,58                 | 7,84           | 6,83  |
| -0,08+0,063       | 11,05                | 10,12          | 21,34 |
| -0,063            | 75,18                | 3,90           | 23,66 |

в определении изменения концентрации вещества на определенной глубине суспензии, оседающей в спокойной жидкости.

При проведении анализа этим методом берут ряд

Таблица 5

Седиментационный анализ суспензии отхода переработки гранитов

| Время отбора пробы, сек. | Масса в пробе, Q г/25 см <sup>3</sup> | Доля масс частиц, размер кот. < седимент., % | Эксперимент. опред. разм: част., соот. различным фракциям, мкм | Граничные размеры частиц фракции, мкм | Весовое содержание фракции ΔQ, % |
|--------------------------|---------------------------------------|----------------------------------------------|----------------------------------------------------------------|---------------------------------------|----------------------------------|
| 0                        | 0,1089                                | 100                                          | >47                                                            | >47                                   | 2,67                             |
| 15                       | 0,1060                                | 97,33                                        | 47,0                                                           | 47,0-32,65                            | 0,18                             |
| 30                       | 0,1056                                | 97,15                                        | 32,65                                                          | 32,65-23,0                            | 4,13                             |
| 60                       | 0,1013                                | 93,02                                        | 23,0                                                           | 23,0-13,3                             | 1,66                             |
| 180                      | 0,0995                                | 91,36                                        | 13,3                                                           | 13,3-10,3                             | 0,36                             |
| 300                      | 0,0991                                | 91,00                                        | 10,3                                                           | 10,3-7,3                              | 2,21                             |
| 600                      | 0,0967                                | 88,79                                        | 7,3                                                            | 7,3-5,9                               | 1,65                             |
| 900                      | 0,0949                                | 87,14                                        | 5,9                                                            | 5,9-5,2                               | 6,88                             |
| 1140                     | 0,0885                                | 81,26                                        | 5,2                                                            | 5,2-4,9                               | 4,22                             |
| 1300                     | 0,0836                                | 77,04                                        | 4,9                                                            | 4,9-4,0                               | 5,05                             |
| 1980                     | 0,0784                                | 71,99                                        | 4,0                                                            | 4,0-3,2                               | 12,31                            |
| 3000                     | 0,0650                                | 59,68                                        | 3,2                                                            | 3,2-2,7                               | 9,18                             |
| 4200                     | 0,0550                                | 50,50                                        | 2,7                                                            | 2,7-2,4                               | 11,94                            |
| 5400                     | 0,0420                                | 38,56                                        | 2,4                                                            | 2,4-1,9                               | 4,86                             |
| 8520                     | 0,0367                                | 33,70                                        | 1,9                                                            | <1,9                                  | 33,70                            |

Таблица 6

Седиментационный анализ суспензии Самаркандской мраморной пыли

| Время отбора пробы, сек | Масса в пробе, Q г/25 см <sup>3</sup> | Доля масс частиц, размер кот. < седимент., % | Эксперимент. опред. разм: част., соот. различным фракциям, мкм. | Граничные размеры частиц фракции мкм. | Весовое содержание фракции ΔQ, % |
|-------------------------|---------------------------------------|----------------------------------------------|-----------------------------------------------------------------|---------------------------------------|----------------------------------|
| 0                       | 0,1300                                | 100                                          | -                                                               | >59,16                                | 1,6                              |
| 12                      | 0,1281                                | 98,4                                         | 59,16                                                           | 59,16-37,96                           | 0,2                              |
| 30                      | 0,1277                                | 98,2                                         | 37,96                                                           | 37,96-26,73                           | 6,7                              |
| 60                      | 0,1190                                | 91,5                                         | 26,73                                                           | 26,73-15,46                           | 46,4                             |
| 180                     | 0,0587                                | 45,1                                         | 15,40                                                           | 15,46-10,58                           | 13,4                             |
| 300                     | 0,0413                                | 31,7                                         | 10,58                                                           | 10,58-8,45                            | 7,7                              |
| 600                     | 0,0312                                | 24,0                                         | 8,45                                                            | 8,45-6,90                             | 1,6                              |
| 900                     | 0,0292                                | 22,4                                         | 6,90                                                            | 6,90-6,12                             | 0,8                              |
| 1140                    | 0,0282                                | 21,6                                         | 6,12                                                            | 6,12-5,75                             | 0,8                              |
| 1300                    | 0,0271                                | 20,8                                         | 5,75                                                            | 5,75-4,61                             | 5,6                              |
| 1980                    | 0,0198                                | 15,6                                         | 4,61                                                            | 4,61-3,79                             | 2,5                              |
| 3000                    | 0,0171                                | 13,1                                         | 3,79                                                            | 3,79-3,19                             | 3,1                              |
| 4200                    | 0,0131                                | 10,0                                         | 3,19                                                            | 3,19-2,82                             | 1,0                              |
| 5400                    | 0,0118                                | 9,07                                         | 2,82                                                            | 2,82-2,34                             | 2,0                              |
| 7800                    | 0,0093                                | 7,1                                          | 2,34                                                            | 2,34-2,24                             | 0,1                              |
| 8520                    | 0,0091                                | 7,0                                          | 2,24                                                            | >2,24                                 | 7,0                              |



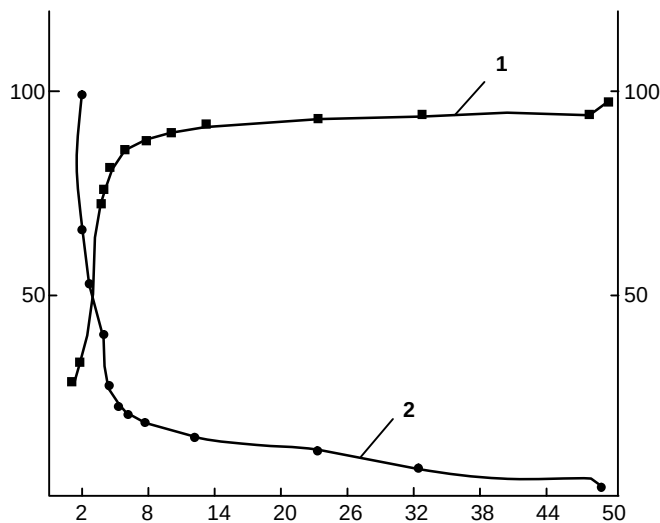


Рис. 2. Интегральная кривая распределения частиц – отхода переработки гранитов

проб с определенной глубины в суспензии через различные промежутки времени от начала опыта и определяют весовую концентрацию вещества в каждой пробе. Результаты седиментационного анализа отхода

переработки гранитов приведены в табл. 5. По данным табл. 5 видно, что вещество тонкодисперсное. По своим размерам частиц отход переработки гранитов на 33,7 % состоит из частиц размером <1,9 мкм. Также показано, что отход переработки гранитов на 9,6 % состоит из частиц размером до 23 мкм и на 31,68 % из частиц менее 4 мкм.

Результаты седиментационного анализа представлены в виде интегральной кривой или суммарной кривой распределения (рис. 2).

В табл. 6 приведены данные исследования седиментационного анализа мраморной пыли Самаркандских отделочных цехов. Из табл. 6 видно, что мраморная пыль содержит максимальное количество фракций размером частиц 26,73-15,46 мкм, т.е. содержание равно 46,4 %. Фракции размером частиц >59,16 мкм содержится 1,6 %, а фракции размером частиц >2,24 мкм содержится 7 %.

Таким образом, изучение некоторых физико-химических свойств отходов местной промышленности, содержащих силикаты, показало, что отход обогащения гранитов содержит 97,6 % нерастворимого в кислотах остатка и является мелкодисперсным материалом.

УДК 622.286.4(043.3)

© Назаров З.С., Тухташев А.Б., Назарова С.Э. 2005 г.

## ВЫБОР ОПТИМАЛЬНОГО СОСТАВА ТОРМОЗЯЩЕ-АКТИВНОЙ ЗАБОЙКИ ИЗ ВВ ПРОСТЕЙШЕГО СОСТАВА

Назаров З.С., доцент кафедры «Горное дело», канд. техн. наук; Тухташев А.Б., ассистент кафедры «Горное дело»; Назарова С.Э., старший преподаватель кафедры «Охрана труда»

Известно, что все применяющиеся в практике взрывных работ способы взрывания скважинных зарядов ВВ предусматривают размещение над зарядом ВВ забойки для улучшения качества взрыва. Анализ использования различных материалов забойки позволил установить, что при применении всех имеющихся типов забоек невозможно эффективно осуществить передачу энергии взрыва разрушаемой среде для качественного дробления из-за недостаточно длительного воздействия продуктов детонации на стенки скважин [1-4]. Кроме того, доля полезной энергии взрыва, идущая на дробление верхней части уступа, которая является основным источником выхода негабарита, незначительна.

Целью испытаний являлось установление оптимального состава тормозяще-активной забойки из ВВ простейшего состава, обладающего свойством перехода детонации в дефлорацию и обеспечивающий равномерное торможение взрывного импульса основ-

ного заряда, а также использование энергии взрывчатого и дефлорирующего разложения тормозяще-активной забойки на дробление верхних частей уступа, что позволит повысить эффективность разрушения горного массива и ликвидировать выход негабарита из верхней части уступа (табл. 1, 2, рис.).

Поставленная цель достигалась путем создания тормозяще-активной забойки из ВВ простейшего состава, смеси гранулированной аммиачной селитры (ГАС) с дизельным топливом (ДТ).

Исследования проводились на карьере Марджанбулакского золотодобывающего рудника. Взрывае-мые породы рудного поля были представлены алев-ролитами, метаморфизованными песчаниками, слан-цами и окварцованными дайками с коэффициентом крепости 8-10 по шкале проф. М.М. Протодеяконова.

Для установления оптимального состава тормозя-ще-активной забойки исследовались смеси гранули-рованной аммиачной селитры и дизельного топлива в

следующих соотношениях по весу: ГАС - от 97 % до

$S_{min}$  - площадь горизонтальной проекции наибо-

Таблица 1

Результаты взрывов одиночных скважинных зарядов, произведенных с применением тормозяще-активной забойкой

| Диаметр скважин, мм | Общая глубина скважин, м | Коэффициент крепости пород | Общий вес заряда, кг | Длина колон. ос. зар., м | Длина забойки, м | Материал забойки | Выход горной массы, м <sup>3</sup> | Выход негабарита, % | Ширина развала, м | Глубина распр. видимых трещин, м |
|---------------------|--------------------------|----------------------------|----------------------|--------------------------|------------------|------------------|------------------------------------|---------------------|-------------------|----------------------------------|
| 215                 | 12                       | 8-10                       | 168                  | 5,5                      | 6,5              | Буровая мелочь   | 41                                 | 4,0                 | 18-20             | 4,5                              |
|                     |                          |                            |                      |                          |                  | Буровая мелочь   | 38                                 | 3,0                 | 18-20             | 4,5                              |
|                     |                          |                            |                      |                          |                  | ГАС-97,0 ДТ-3,0  | 67                                 | -                   | 32                | 6,2                              |
|                     |                          |                            |                      |                          |                  | ГАС-97,0 ДТ-3,0  | 64                                 | -                   | 34                | 6,0                              |
|                     |                          |                            |                      |                          |                  | ГАС-98,0 ДТ-2,0  | 65                                 | -                   | 31                | 6,0                              |
|                     |                          |                            |                      |                          |                  | ГАС-98,0 ДТ-2,0  | 60                                 | -                   | 30                | 5,7                              |
|                     |                          |                            |                      |                          |                  | ГАС-99,0 ДТ-1,0  | 61                                 | -                   | 26                | 5,5                              |
|                     |                          |                            |                      |                          |                  | ГАС-99,0 ДТ-1,0  | 58                                 | -                   | 24                | 5,2                              |

99 %, ДТ - от 1 % до 3 %.

Для получения достоверных данных производилась серия взрывов одиночных скважинных зарядов индивидуально для каждого состава забойки. Изготовление смеси состава забойки производилось непосредственно на месте заряжания путем заливки необходимого количества дизельного топлива в предварительно разрезанные бумажные мешки с гранулированной аммиачной селитрой. Дозирование горючей добавки (1-3 % по весу) осуществлялось при помощи мерных кружек.

Результаты взрывов одиночных скважинных зарядов, произведенных с применением тормозяще-активной забойкой, приведены в табл. 1.

Оценка степени дробления горных пород производилось взрывом серии массовых взрывов с применением тормозяще-активной забойки по гранулометрическому составу взорванной горной массы, который замерялся методом фотопланиметрии. Размеры контрольной площадки устанавливались в зависимости от размеров максимальных кусков. Минимальная длина стороны контрольной площадки определялась по формуле:

$$l = 3\sqrt{S_{min}}$$

где  $l$  – длина стороны контрольной площадки, дм;

Таблица 2

Гранулометрический состав горной массы при испытании скважинного заряда ВВ с тормозяще-активной забойкой

| Состав тормозящей забойки АС+ДТ, % | Ширина развала, м | Выход фракций размером (мм), % |         |          |           |      |
|------------------------------------|-------------------|--------------------------------|---------|----------|-----------|------|
|                                    |                   | 400                            | 400-800 | 800-1200 | 1200-1600 | 1600 |
| 97+3 %                             | 32-34             | 73                             | 20      | 5        | 3         | 2    |
| 98+2 %                             | 31-30             | 86                             | 16      | 4        | 2,5       | -    |
| 99+1 %                             | 26-24             | 62                             | 18      | 10       | 8         | 4    |

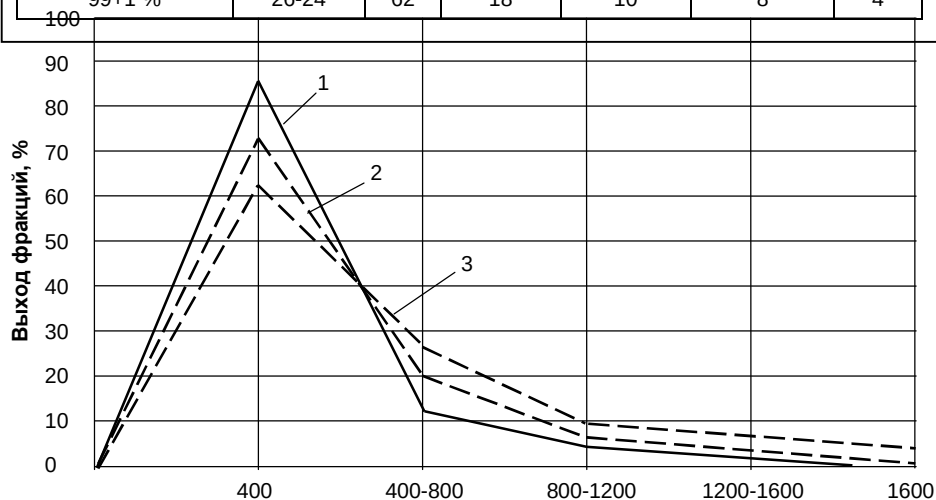


Рис. Гранулометрический состав взорванной горной массы при применении тормозяще-активной забойки из ВВ простейшего состава: 1 – тормозящая забойка из АС – 98 %, ДТ – 2 %; 2 – тормозящая забойка из АС – 97 %, ДТ – 3 %; 3 – тормозящая забойка из АС – 99 %, ДТ – 1 %

лее крупного куска породы, дм<sup>2</sup>.

Основные данные по взрывам и результаты замеров гранулометрического состава взорванной горной массы приведены в табл. 2 и на рис.

Промышленные испытания на карьере Марджанбулакского золотодобывающего рудника показали, что наиболее оптимальным составом тормозяще-активной забойки из ВВ простейшего состава, смеси

гранулированной аммиачной селитры и дизельного топлива является состав в следующих соотношениях по весу в %: ГАС – 98,0; ДТ – 2,0. При данном составе обеспечивается равномерное дробление горной массы по всей высоте уступа и ликвидируется выход негабарита, на 25-30 % увеличивается коэффициент использования скважины.

Кроме того, следует отметить, что применение тормозяще-активной забойки из смеси ГАС и ДТ при зарядании игданитом позволяет исключить ручной труд и осуществить механизированное создание забойки вслед за зарядкой скважины ВВ при одном наезде на скважину зарядной машиной.

#### Список литературы:

1. Садовский А.М., Мельников Н.М., Демидюк Г.П. Основные направления совершенствования взрывных работ в горной промышленности. Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, 1973, № 3. с. 35.
2. Мельников Н.В., Марченко Л.Н. Методы повышения коэффициента полезного использования энергии взрывчатого вещества путем изменения конструкции заряда. Уголь, 1985, № 2. с. 28-32.
3. Кучерявый Ф.И., Новожилов М.Г., Друкованный М.Ф. Совершенствование буровзрывных работ на карьерах. М.: Недра, 1965.
4. Демидюк Г.П. К вопросу управления действием взрыва скважинных зарядов / Взрывное дело: Сб. № 54/11. М.: Недра, 1964. с. 174-185.

УДК 622.271.001.2:622.271.014(078)

© Бызеев В.К., Мухитдинов Ш.Р. 2005 г.

## ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ ПРИ ОТРАБОТКЕ ВСКРЫШНЫХ ПОРОД НА РАЗРЕЗЕ АНГРЕНСКИЙ

Бызеев В.К., зам. главного инженера института «O'zGEOTEXLITI», канд. техн. наук; Мухитдинов Ш.Р., аспирант ТашГТУ

Вскрытие разреза Ангренский осуществляется тремя траншеями, по которым и осуществляется его грузо-транспортная связь с внешними отвалами и объектами, расположенными на поверхности. Система разработки – сплошная, поперечная однобортная, с транспортным перемещением вскрышных пород во внешние и внутренние отвалы. Лишь незначительный объем вскрыши (около 2 %) отрабатывается по бес-транспортной системе разработки. Высота вскрышных и добычных уступов составляет 10-15 м. Минимальная ширина рабочих площадок – 40-50 м. Направление развития фронта работ – с востока на запад. Основная часть пород вскрыши (61,7 %) доставляется железнодорожным транспортом во внешние отвалы. Во внутренних отвалах размещается около 28,3 % объема всех вскрышных пород разреза, из которых 48 % приходится на конвейерный транспорт, 32 % на железнодорожный транспорт и 20 % на автомобильный транспорт.

Из-за большой протяженности ж/д путей - около 250 км, разрез ежегодно должен производить замену 38-40 км ж/д путей, что влечет за собой существенные материальные затраты. Затраты на ж/д перевозки составляют 26,4 % от себестоимости 1 тонны угля.

Ввиду использования физически и морально устаревшего оборудования на разрезе Ангренский сложилась неординарная ситуация:

✚ из-за частой поломки старого оборудования коэффициент использования рабочего времени составляет всего 40-45 %;

✚ готовых к выемке запасов угля всего 100 тыс. т, что в 3-4 раз ниже нормы;

✚ из-за оползневых явлений на многих горизонтах нарушена грузо-транспортная связь со вскрышными траншеями.

За время работы разреза с 1947 по 2000 гг. вынута свыше 1 млрд. м<sup>3</sup> породы и угля. При этом во внутреннем отвале складировано около 200 млн м<sup>3</sup> вторичных каолинов. Таким образом, внутри разреза можно разместить около 800 млн м<sup>3</sup> вскрыши. Основным сдерживающим фактором, в настоящее время является применение железнодорожного транспорта, так как 40 % площади внутри разреза отведены по транспортные пути и станции. Замена железнодорожного транспорта на конвейерный транспорт освободит эти площади под складирование пород вскрыши.

Внедрение поточной или циклично-поточной технологии на разрезе Ангренский имеет ряд особенностей как горно-геологических, так и горнотехнических [1, 2].

В геологическом строении Ангренского месторождения принимают участие комплексы палеозойских, мезозойских и кайнозойских образований. Первые из них (палеозойские) слагают складчатый фундамент, остальные - осадочный покров.

Надугольная подсыта представлена вторичными каолинами и является составной частью продуктивно-

го комплекса вскрышных пород. Среди пород надугольной подсвиты выделяются различные литологические разновидности (глины, алевролиты, песчаники). Мощность серых каолинов до 40 м.

Джигиристанская свита ( $J_3-D_1$ ), именуемая так же каолиновой, несогласно перекрывает надугольную и представлена пестрокрашенными в красные, желтые, лиловые, белые, сиреневые и другие тона каолиновыми глинами, алевролитами и песчаниками. Породы джигиристанской свиты, в отличие от надугольной, получили общее название «пестроцветные вторичные каолины».

Внедрение роторного комплекса по отработке вторичных серых и пестроцветных каолинов в некоторой мере решило проблему их отработки с внедрением поточной технологии, имеющей на сегодняшний день наилучшие технико-экономические показатели. Однако применение роторного комплекса ограничено физико-механическими свойствами пород, а именно прочностью пород не превышающей 30 МПа. Состав же вскрышных пород залегающих выше вторичных каолинов и их прочность колеблется от 20 до 170 МПа.

Верхнемеловые отложения ( $K_2$ ) с видимым несогласием перекрывают юрские каолины. Представлены они толщей кирпично-красных и зеленоватых, известковистых песчаников, алевролитами, песчанистыми глинами с редкими линзами мелкогалечных конгломератов. В основании разреза почти повсеместно прослеживается пласт сильно известковистого песчаника. Мощность меловых отложений небольшая от 3-5 до 20-25 м. Прочность пород на раздавливание составляет 10-50 МПа.

Кайнозойские образования представлены палеогеновыми, неогеновыми, и четвертичными отложениями.

Палеогеновые отложения развиты по всей площади, залегают несогласно на верхнемеловых отложениях и представлены, в основном, средним отделом, который подразделяется на сузакский, алайский и туркестанский слои.

Сузакские слои ( $P_2^1$ ) охватывают свиту преимущественно терригенных пород - кварцевых, кварцевослюдистых песков, рыхлых песчаников, гравелитов с линзами и тонкими прослоями монтмориллонитовых глин, реже мергелей и песчанистых известняков. На отдельных участках встречаются прослои мелкогалечных конгломератов, сложенных в основном хорошо окатанной галькой кварца. Характерной особенностью отложений сузакских слоев является наличие пластов кварцевого песка, а также опоковидных глин с желваками чистых опок, приуроченных главным образом к средней части разреза. Суммарная мощность сузакских слоев 15-30 м. Прочность пород колеблется в пределах 18-42 МПа.

Алайским слоям ( $P_2^2$ ) свойственен существенно карбонатный тип разреза. Они согласно перекрывают известковые песчаники нижнего эоцена и делятся на две пачки: нижнюю, представленную запесоченными и частично доломитизированными известняками и верхнюю, состоящую из грубослоистых светло-серых известняков - ракушников.

Мощность алайских слоев варьирует от 7-10 до 15-25 м при мощности доломитистых известняков и известняков-ракушников от 0,5 до 4,5 и от 8,0 до 13,5, соответственно. В среднем мощность известняков-ракушников алайских слоев на углеразрезе около 10 м. Прочность пород колеблется в пределах от 5 до 62 МПа.

Туркестанские и риштанские слои ( $P_2^3+P_3^1$ ) повсеместно состоят из двух пачек. Нижняя представлена рухляками - устричниками, переходящими в мергелистые глины, песчаниками и мергелистыми известняками. Верхняя пачка сложена грубо-слоистыми песчаниками, конгломератами, мергелистыми глинами и мергелистыми известняками белого и желтовато-серого цвета. Мощность туркестанских слоев колеблется от 0 до 25 м. Прочность пород колеблется в пределах от 9,5 до 98 МПа.

Неогеновые отложения (N) без видимого углового несогласия перекрывают палеогеновые. По литологическим признакам неогеновые отложения делятся на две свиты:

1 - нижнюю, сложенную преимущественно известковистыми алевролитами кирпично-красного цвета, песчано-мергелистыми породами и получившую название «Красной молассы».

2 - верхнюю, преимущественно конгломератовую, сцементированную известково-песчанистым материалом и получившую название «Бурой молассы». Бурая моласса в верхней части сложена крупногалечными однородными конгломератами с галькой изверженных пород с линзами гравия и мелкогалечникового конгломерата. Мощность неогеновых отложений до 40 м. Прочность пород колеблется в пределах от 24 до 54 МПа.

Четвертичные отложения (Q) представлены валуно-галечниками и лессами.

Мощность валуно-галечниковых отложений изменяется от 55 до 80 м. Гранулометрический состав характеризуется следующими содержаниями фракций (в %): более 100 мм - 11,98, 70-100 мм - 16,15, 40-70 мм - 15,27, 20-40 мм - 16,11, 10-20 мм - 12,21, 5-10 мм - 6,81, менее 5 мм - 21,2. Фракцию более 100 мм составляют валуны размером от 0,25 до 0,6 м, в единичных случаях встречаются глыбы до 1,5 м в поперечнике. Прочность пород колеблется в пределах от 85 до 226 МПа.

Лессовидные суглинки мощностью 0,4 до 5,0 м залегают на галечниках.

В поперечном разрезе мощность вскрышных пород составляет от 85 м на юге до 170 м на севере, при этом мощность каждого слоя различных типов пород колеблется от 0 до 40-80 м.

Внедрение поточной технологии в подобных условиях пока невозможно. В виду этого были рассмотрены схемы циклично-поточной технологии с применением дробильных установок различных фирм и конструкций.

В процессе разработки технологических схем отработки вскрышных пород разреза Ангренский рассматривалось оборудование ведущих фирм, выпускающее горное оборудование для поточной и циклично-поточной технологий: «ThyssenKrupp Fordertechnik GmbH», «SANDVIK/VOEST-ALPINE Materials Handling», «MAN TAKRAF», «FAM», «METSO Minerals», ОАО «Азовмаш». При этом был проанализирован многолетний опыт работы оборудования, изготовленное этими фирмами и поставленное на горно-добывающие предприятия. Весьма интересным, с точки зрения опыта применения поточной и циклично-поточной технологии с использованием оборудования различных фирм на одном месторождении, является угольный разрез Mae Moh в Тайланде, отрабатываемый фирмой EGAT. В горно-геологическом строении он схож с разрезом Ангренский, по прочности породы представлены диапазоном от 10 МПа до 120 МПа. В течение полутора десятка лет на нем успешно применялась поточная технология при отработке песчано-глинистых отложений, прочностью до 20 МПа. В настоящее время применяется циклично-поточная технология по отработке вскрышных пород и угля. Используются полумобильные дробильные установки: двухвалковые фирмы «ThyssenKrupp Fordertechnik GmbH» и сайзеры фирмы «SANDVIK / VOEST-ALPINE Materials Handling». Многолетний опыт работы дробильных установок на разрезе, несмотря на их различия, доказал эффективность их применения при дроблении горной массы, представленной смесью алевролитов, известняков, конгломератов, песчаников, галечника. В тоже время эксплуатация дробильных установок позволила выявить и конструктивные недостатки. Так, в породах с наличием кварцевого песка свыше 45 %, срок работы «зубьев» дробилок составил: для двухвалковых дробилок 6-8 недель, для сайзеров – 14 недель. Объясняется это тем, что скорость вращения валков у двухвалковой дробилки в 2,5-3 раза выше, чем у сайзеров. Фирмой «ThyssenKrupp Fordertechnik GmbH» был учтен этот негативный опыт и разработана новая конструкция «зуба», обеспечивающая работу комплекта «зубьев» до 24 недель.

Горнотехнические условия разреза Ангренский таковы: глубина отработки 180 м на юге с коэффициентом вскрыши 6,5 и 240 м на севере с коэффициентом вскрыши 12, размеры в плане 5000×3000 м, форма – чаша, рабочий борт – западный, максимальный водо-

приток в разрез составляет до 3500 м<sup>3</sup>/час, отставание вскрышных работ превышает 50 млн м<sup>3</sup>, существующее оборудование выработало свой ресурс на 85-90 %. Борта разреза подвержены оползневым процессам. Факторами, влияющими на развитие деформаций пород прибортового массива, являются водопритоки, скорость подвигания фронта работ, производство буровзрывных работ, угол наклона борта разреза и отдельные строенные уступов, протяженность уступов по фронту.

Учитывая горно-геологические и горнотехнические условия разреза, финансовое положение и необходимость к 2010 г. достижения добычи угля 7200 тыс. т было принято решение о концентрации горно-добычных работ в юго-западной части разреза. К 2007 г. предусматривается иметь пять технологических линий, из которых три линии (№№ 1, 2, 3) новые, а две (№ 4 и 5) с использованием существующего оборудования:

➤ Технологическая линия № 1 – поточная, с применением роторного экскаватора + конвейерной системы + отвалообразователя. Производительность технологической линии 4,5 млн м<sup>3</sup> в год.

➤ Технологическая линия № 2 – циклично-поточная, с применением горных экскаваторов + мобильных дробильных установок + перегружателей + конвейерной системы + отвалообразователя. Производительность технологической линии 10 млн м<sup>3</sup> в год.

➤ Технологическая линия № 3 – поточная для отработки верхнего угольного комплекса, с применением роторного экскаватора + конвейерной системы. Производительность технологической линии 4,5 млн т в год. При этом объем вскрышных пород составит порядка 2,9 млн т и угля 1,6 млн т.

➤ Технологическая линия № 4 – циклично-поточная, с применением существующего оборудования горных экскаватора + конвейерной системы + отвалообразователя. Производительность технологической линии 3,5 млн м<sup>3</sup> в год.

➤ Технологическая линия № 5 – цикличная, с применением существующего оборудования для производства вскрышных работ, транспортировки породы ж/д транспортом во внешние отвалы. Производительность технологической линии 14,5 млн м<sup>3</sup> в год.

Таким образом, к 2007 г. предусматривается выемка вскрышных пород в объеме 31,9 млн м<sup>3</sup>, при коэффициенте вскрыши 6, а также вскрытие, подготовка и добыча 5,1 млн т угля. Строительство второй технологической линии проектируется по отработке вскрышных пород, залегающих выше вторичных каолинов, она обеспечит выемку вскрыши в объемах не менее 10 млн м<sup>3</sup>/год.

Специалистами ОАО «Узбекуголь», «ThyssenKrupp Fordertechnik GmbH», «SANDVIK/VOEST-ALPINE Materials Handling», «MAN TAKRAF», «FAM», «METSO Minerals», ОАО «Азовмаш» была



разработана циклично-поточная технологии для отработки трех верхних от роторного комплекса уступов. Погрузочно-разгрузочные работы предполагается вести горными экскаваторами с емкостью ковша более 10 м<sup>3</sup>. Экскаваторы перегружают породу в дробильную установку, с которой порода поступает на перегрузочную тележку и далее на конвейерную систему, по которой транспортируется до внутреннего отвала. Циклично-поточная технология позволяет использовать высокоэффективный конвейерный транспорт. Единственным требованием конвейерного транспорта, который ограничивает его применение, это крупность куска породы, подлежащего транспортировке. Оработка вскрышных уступов ведется с применением БВР, на которые возлагаются дополнительные требования по выходу негабаритных кусков. Выход негабарита не должен превышать 2-5 % от общей взорванной горной массы.

Применение дробильных установок имеет в мировой практике широкое применение. Чаще всего применяют стационарные и полумобильные дробильные установки. Однако, в условиях разреза Ангренский применение подобных установок связано со сложностями работы автотранспорта, обусловленными работой на обводненных горизонтах, сложенных породами включающих в себя до 40 % глины.

Наилучшим решением является применение мобильных дробильных установок, исключаящих применение ж/д и автомобильного транспорта.

Именно в условиях действующего разреза Ангренский и с учетом технического состояния горного транспорта, применение мобильных дробильных установок позволит, с минимальными капитальными вложениями, достичь высокой эффективности работы технологической линии.

#### **Состав предлагаемой технологической линии**

Технологическая линия содержит следующее оборудование:

Экскаватор – 3 шт. + мобильная дробильная установка – 3 шт. + перегружатель – 2шт. + группа конвейеров + отвалообразователь.

Для увеличения нагрузки на конвейера принята схема одновременной отработки трех уступов на один забойный конвейер.

#### **Выбор оборудования и определение их параметров**

Выбор оборудования был осуществлен на основе разработанной технологической схемы и видов выполняемых работ:

➤ для погрузочных работ применен электрогидравлический горный экскаватор;

➤ для измельчения породы с фракцией превышающей 350 мм, до фракции менее 350 мм выбраны двухвалковые дробилки (или сайзеры, выбор может быть решен при реализации тендера), установленные на самоходные гусеничные тележки;

➤ для перегрузки дробленой породы с уступов +11 м –11 м применены самоходные перегружатели;

➤ для транспортировки породы от забоя до отвала, в виду ломаной конфигурации трассы, применены пять конвейеров;

➤ для складирования породы в отвал применен отвалообразователь.

#### **Параметры машин и механизмов**

В первую очередь параметры машин и механизмов определены горно-геологическими и горнотехническими условиями действующего разреза Ангренский и требованиями производительности линии не менее 10 млн м<sup>3</sup>/год. Вскрышные уступы имеют высоту от 11 до 15 м. В технологической схеме принята высота 11 м. Применение подобных тележек определено стремлением к унификации оборудования работающего на разрезе. По требуемой производительности 2000 т/ч и высоте 11 м выбран электрогидравлический горный экскаватор с емкостью ковша 10 м<sup>3</sup> и более.

Параметры дробильной установки:

➤ производительность – 2000 т/час;

➤ емкость приемного бункера – 30 м<sup>3</sup>;

➤ высота верхней кромки приемного бункера не выше 6,0 м;

➤ вылет разгрузочной стрелы-20 м с поворотом стрелы 120°.

Отвалообразователь принят с шириной ленты 1400 мм, длины загрузочной и разгрузочной стрел приняты 50 м.

Внедрение поточной и циклично-поточной технологий по отработке вскрышных пород в сравнении с существующей технологией позволяет экономить энергетические и материальные затраты на 1 м<sup>3</sup> вынутой породы. (Данные по экономии затрат взяты из энергосберегающей программы Угольной отрасли, включенной Минмакроэкономстат в Энергетическую программу РУз до 2010 г.):

➤ шпалы деревянные - на 0,02 долл. США;

➤ рельсы железнодорожные – на 0,018 долл. США;

➤ канаты стальные – на 0,016 долл. США;

➤ переводные брусья – на 0,01 долл. США;

➤ средства взрывания и детонирующий шнур – на 0,008 долл. США.

**Итого:** – на 0,072 долл. США на 1 м<sup>3</sup> без учета затрат на их установку.

Кроме этого снижаются затраты на приобретение местных материалов и оплату услуг производственного назначения: электроэнергия – на 24 тыс. долл. США; ГСМ – на 354,7 тыс. долл. США.; услуги – на 761,3 тыс. долл. США.

Расчетная годовая экономия по вскрышным работам, получаемая за счет внедрения только двух технологических линий составит 2507 тыс. долл. США, что равно 8 % годового дохода ОАО «Узбекуголь».

#### **Список литературы:**



1. М.И. Щадов, К.И. Винницкий и др. Развитие техники и технологии открытой угледобычи. М.: Недра 1987 г.

2. Фонды Ташкентгеологии «Отчет Аблыкской партии об опытно-методических и геологических работах в 1990-1994 гг. с подсчетом запасов каолинов по состоянию на 1.07.1994 г.» «Ташкентгеология», Экспедиция «Химгеолне-руд», Ташкент 1994 г.

# РАЦИОНАЛИЗАЦИЯ КОНСТРУКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ БОРТОВ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ

**Силкин А.А.**, ведущий научный сотрудник ВНИПИпромтехнологии, Москва, канд. техн. наук, **Сытенков В.Н.**, главный инженер Центрального рудоуправления НГМК, докт. техн. наук, проф., **Шеметов П.А.**, начальник рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук

В карьере Мурунтау, как и в других глубоких карьерах большой производительности, при переходе от одного этапа развития к другому имеют место такие негативные факторы, как: временная консервация рабочей зоны для размещения транспортных коммуникаций; необходимость реконструкции транспортной системы с изменением схемы вскрытия глубоких горизонтов; значительный рост объемов вскрышных работ. В то же время, существуют геологические, технологические и технические предпосылки для увеличения глубины карьера до 900-1000 м и более. Однако перечисленные выше негативные факторы в совокупности могут привести к потере экономической целесообразности этого решения. Поэтому, для исключения такой ситуации в качестве стратегического направления, обеспечивающего увеличение глубины карьера Мурунтау, принято построение бортов с более крутыми углами откосов. При этом, затраты на обеспечение этих углов следует рассматривать как инвестиции в развитие горного предприятия с очень высоким индексом внутренней доходности проекта. Высокая эффективность такого технического решения объясняется тем, что именно генеральные углы наклона бортов, устойчивость которых определяется комплексом инженерно-геологических, гидрогеологических и технологических факторов, являются одним из основных горнотехнических ограничений, позволяющим значительно сократить коэффициент вскрыши и улучшить технико-экономические показатели разработки месторождения.

В странах дальнего зарубежья общепринято мнение о том, что лучше укреплять откосы и даже ликвидировать последствия небольших оползней и обрушений, чем заведомо выполаживать борта для уменьшения риска потери ими устойчивости.

В мировой практике ведения открытых горных работ используются достаточно крутые откосы бортов. Так, в карьере Flinkote Mine (Канада) борт отстроен в границах под углом 70°; Cleveland Cliffs (США) - при высоте борта 120 м угол наклона равен 80°; Westfrob Mine (Канада) при глубине 244 м общий угол наклона борта достигал 55°; Palabora (ЮАР) генеральный угол наклона составлял до 58° при вертикальных откосах уступов высотой 30 м; Aitik (Швеция), несмотря на достаточно сложные горно-геологические условия, угол наклона борта достигал 51° [1].

Таким образом, практика открытой разработки

месторождений подтверждает не только целесообразность, но и возможность увеличения углов наклона бортов карьера. Для реализации этой возможности в конкретных условиях необходимо рассмотреть следующие аспекты, влияющие на принятие решения: состояние прибортового массива; конструктивные приемы изменения крутизны бортов; тенденцию в развитии технологии и техники горных работ; наличие нормативно-методической документации.

Состояние прибортового массива определяется геолого-структурным строением пород, которое изменяется, главным образом, по мере развития выработанного пространства карьера во времени и пространстве. Эти изменения проявляются через раскрытие трещин и происходят под воздействием силы тяжести и взрывных работ. В результате, в прибортовом массиве формируется «ослабленная зона», снижающая устойчивость уступов и бортов.

Определяющими факторами геолого-структурного строения пород являются ориентация слоев в пространстве и трещиноватость массива. В частности, наклонное залегание породных слоев благоприятно для уступов лежащего бока и не благоприятно для уступов висячего бока. Трещиноватость массива, с одной стороны, снижает устойчивость бортов за счет уменьшения сопротивления пород сдвигу, а с другой стороны – повышает ее за счет формирования квазисамородного массива (для этого коэффициент трещиноватости пород должен быть более 10) [2].

В целом исследованиями деформационных процессов в карьере Мурунтау установлено, что комбинированное воздействие слоистости пород с падением в сторону выработанного пространства под углами 35-50°, и трещин, ориентированных параллельно простиранию слоев, может вызвать локальные обрушения борта в пределах 1-3 уступов.

Таким образом, результаты выполненных исследований позволяют сделать вывод о том, что геолого-структурное строение прибортового массива является причиной локальных деформаций бортов и не может служить сдерживающим фактором для увеличения углов наклона его откосов.

Воздействие силы тяжести на состояние прибортового массива проявляется через изменение поля напряжений вокруг выработанного пространства карьера. Закономерности таких изменений изучены

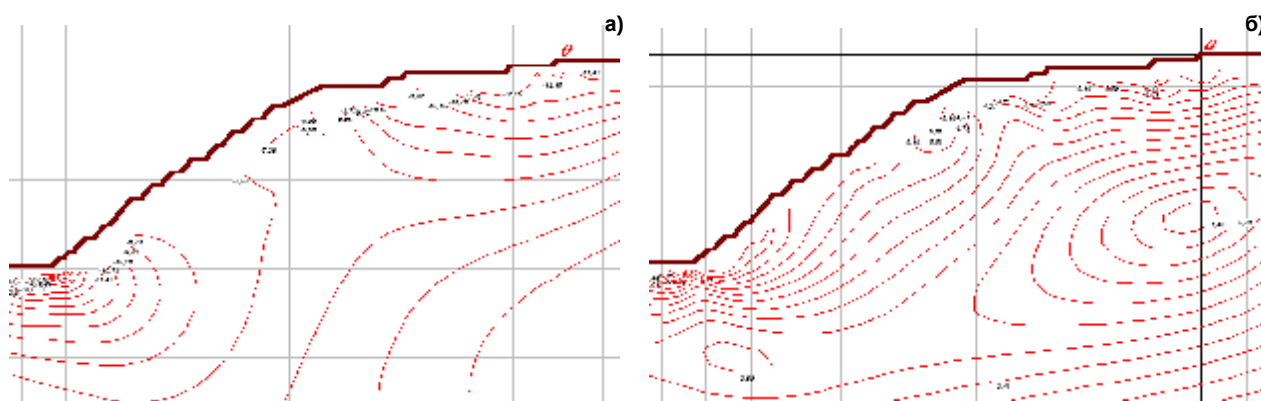


Рис. 1. Пример распределения нормальных  $s_x$  (а) и максимальных тангенциальных  $t_{max}$  (б) напряжений в прибортовом массиве карьера Мурунтау (при высоте борта  $H=465$  м)

методом математического моделирования, анализ результатов которого показал следующее.

Концентрация нормальных горизонтальных  $s_x$  (рис. 1, а) и тангенциальных  $\tau_{max}$  (рис. 1, б) напряжений наблюдается в зонах, примыкающих к основанию и верхней бровке борта карьера. Эти зоны являются наиболее опасными участками борта с точки зрения потери устойчивости.

В то же время установлено, что в глубоких карьерах ( $H=600-1000$  м) на распределение напряжений в прибортовом массиве существенное влияние оказывает профиль борта (рис. 2). В частности, для плоского борта характерно формирование зоны разупрочнения между плоскостью борта и изолинией 1 в виде экспоненциальной кривой вдоль всего откоса (рис. 2, а), что свидетельствует о потенциальной опасности его деформации на всю высоту.

Для борта с выпуклым профилем зона разупрочнения формируется в виде округлой области (радиус  $\sim 600$  м), примыкающей к его основанию (рис. 2, б) с

выходом нулевой линии 2 на боковую поверхность примерно в средней части откоса, что свидетельствует о существенном уменьшении вероятной высоты деформации прибортового массива. Такая взаимосвязь области разупрочнения пород с профилем борта может быть использована в глубоких карьерах для повышения устойчивости откосов или увеличения угла их наклона.

Воздействие взрывных работ на структурное состояние прибортового массива проявляется через ослабление пород под действием взрывных волн. Для снижения этого воздействия в карьере Мурунтау разработана и применяется сейсмобезопасная технология взрывных работ, обеспечивающая минимизацию зоны ослабления пород прибортового массива при постановке уступов в предельное положение [3]. Поэтому взрывные работы в карьере не являются препятствием для применения бортов с увеличенными углами наклона откосов.

Конструктивные приемы изменения крутизны

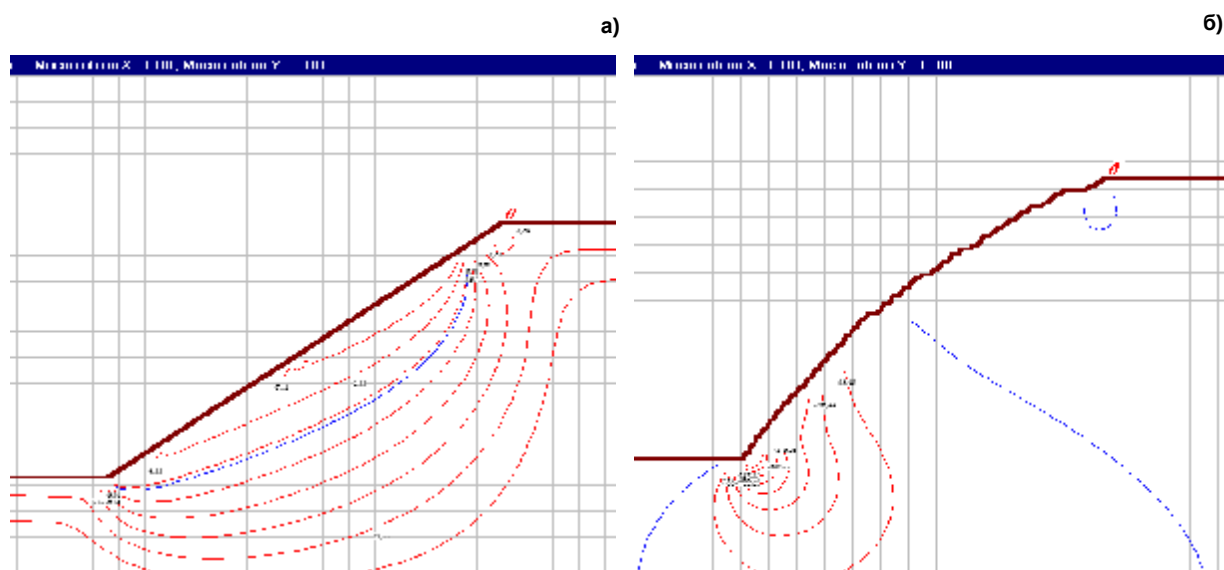


Рис. 2. Пример распределения суммарных напряжений в прибортовом массиве пород при прямолинейном (а) и выпуклом (б) профиле борта карьера ( $H=1000$  м)

бортов связаны с обеспечением безопасности работ в прибортовой зоне карьеров, поскольку падающие куски породы могут представлять опасность для работающих людей и механизмов. Для предотвращения этой опасности и ограничения перемещения падающих кусков устраиваются предохранительные бермы, ширина которых в соответствии с действующими Правилами безопасности [4] определяется возможностью их механизированной очистки от осыпавшихся пород. Однако, ни ширина берм, ни расстояние между ними по высоте не регламентируются, но именно этими параметрами в значительной степени конструктивно определяется угол наклона борта. В частности, увеличение угла наклона борта достигается уменьшением числа и ширины берм на нем.

Предохранительные бермы при постановке бортов в предельное положение должны задерживать выпавшие из откосов уступов куски породы, обеспечивая безопасность работ на нижележащих горизонтах. Это требование безопасности ориентирует проектировщиков на увеличение ширины таких берм. В то же время известны технологические решения (например, покрытие бермы слоем щебня), гасящие скорость падающих кусков и тем самым ограничивающие их перемещение, что позволяет уменьшить ширину предохранительных берм в 1,5-2,0 раза [5].

Учитывая, что расстояние между предохранительными бермами по вертикали не регламентируется, перспективным мероприятием по увеличению угла наклона бортов карьера является применение сдвоенных или строенных уступов, имеющих на конечном контуре карьера общий крутой (вплоть до 90°) откос. При необходимости такие откосы могут закрепляться анкерами с металлической или пластиковой сетью. Поэтому, такое комплексное решение может способствовать существенному увеличению конструктивной крутизны постоянных бортов карьера при соблюдении требований безопасности.

Таким образом, конструктивные приемы позволяют увеличить крутизну бортов путем уменьшения ширины и количества предохранительных берм.

Взаимосвязь технологии и техники горных работ с крутизной бортов определяется через ширину транспортных берм и габариты (класс грузоподъемности) автосамосвала. В частности, применение автосамосвалов грузоподъемностью 140-170 т и шириной 6,5-7,0 м потребовало сооружения транспортных берм шириной до 30 м. Такие самосвалы будут применяться до глубины, равной ~2/3 проектной глубины карьера, что объясняется необходимостью обеспечить высокую производительность карьера по горной массе. С переходом к отработке рудных тел в нижней части карьера планируется использование автосамосвалов с шарнирно-сочлененной рамой грузоподъемностью 25-30 т при ширине машины 3,5 м. Другим достоинством этих автосамосвалов является способность преодолевать крутые уклоны (до 25 % против 8-10 % у само-

свалов, применяемых в настоящее время). Это позволит уменьшить ширину и количество транспортных берм на борту карьера, что неизбежно приведет к конструктивному увеличению угла его наклона.

В глубоких карьерах наметилась тенденция применения комплексов ЦПТ с крутонаклонными конвейерами. Их использование принято в качестве определяющего элемента в стратегии развития карьера Мурунтау. Это позволит рационализировать схему вскрытия глубоких горизонтов карьера, одновременно увеличив угол наклона его борта.

В целом, выполненный анализ показывает, что геолого-структурные, сейсмические, конструктивные и технологические факторы не препятствуют увеличению углов наклона бортов на предельном контуре глубоких карьеров. Но имеется организационно-технологический фактор, влияние которого на угол наклона бортов глубоких карьеров двояко и требует дополнительного изучения и пояснений. Таким фактором является поэтапное проектирование карьеров.

Двоякое влияние поэтапного строительства глубоких карьеров на угол наклона бортов проявляется в том, что его применение позволяет:

- регулировать сроки формирования постоянных бортов путем управления объемами извлекаемой горной массы во времени и пространстве (временная консервация);
- формировать борт, отдельные участки которого по высоте существенно различаются по сроку службы.

В первом случае, на отдельных этапах строительства карьера временная консервация горной массы делает возможным применение более крутых углов наклона бортов. Во втором случае, согласно существующим расчетным методикам запас устойчивости борта находится в прямой зависимости от срока его службы, который определяется продолжительностью работы карьера от первого до последнего этапа. Следствием такого подхода является завышение запаса устойчивости борта при занижении угла его наклона, что логически не совсем правильно. Рассмотрим эту ситуацию более подробно.

Оценка устойчивости бортов карьера в предельных контурах осуществляется по показателю устойчивости борта, который определяется отношением суммы сил, препятствующих сдвигу, к сумме сдвигающих сил. В идеальном варианте этот показатель должен приниматься равным  $n_{yc}=1$ . Однако, на практике, для получения гарантированного результата показатель устойчивости борта принимают равным  $n_{yc}=1,2-1,3$ , что выполаживает борт карьера, существенно расширяет его границы по поверхности и увеличивает объемы вскрышных работ. Поэтому такой подход может поставить под сомнение технико-экономическую целесообразность дальнейшего увеличения глубины карьера. В частности, такая ситуация сложилась в карьере Мурунтау, когда рассматривался вопрос увеличения его глубины до 900-1000 м.

При этом было установлено, что основное влияние на объем вскрыши оказывает коэффициент устойчивости борта, принятый равным  $n_{yc}=1,2-1,3$ . Поэтому была предложена идея применения уменьшающегося с глубиной коэффициента устойчивости борта, полагая при этом, что с достижением карьером проектной глубины и отработкой запасов борт карьера теряет свое технологическое назначение, а его коэффициент устойчивости в этом случае может не превышать  $n_{yc}\leq 1$ .

Предложенная идея логически объясняется тем, что при определении устойчивой предельной высоты откоса используется коэффициент запаса прочностных характеристик  $n_{зан}$ , вводимый в расчеты для устранения возможных погрешностей при их определении [6]. Поэтому нет необходимости с помощью других коэффициентов увеличивать устойчивость борта, оставшийся срок службы которого исчисляется несколькими годами.

В соответствии с [7] погрешность определения характеристик пород компенсируется частным коэффициентом запаса  $n_1=1,07$ ; сопротивления сдвигу для скальных и полускальных пород из-за их трещиноватости –  $n_2 = 1,20 - 1,30$ ; средней величины объемного веса, методов расчета, динамических нагрузок от массовых взрывов –  $n_3=1,15 - 1,20$ . Общий коэффициент запаса прочностных характеристик пород определяется произведением частных коэффициентов  $n_{зан} = n_1 \times n_2 \times n_3$ . Но поскольку прочностные характеристики пород изменяются во времени, то этот коэффициент связан со сроком  $T$  службы откоса обобщенной зависимостью  $n_{зан}=\exp(0,0275 \times T)$  [7]. Для условий карьера Мурунтау эта зависимость уточнена на основе накопленного опыта поддержания откосов бортов в устойчивом состоянии и описывается формулой  $n_{зан}=\exp(0,02 \times T)$ . Графическая иллюстрация установленных зависимостей приведена на рис. 3.

Идея уменьшающегося с глубиной коэффициента устойчивости  $n_y$  борта карьера имеет следующую математическую интерпретацию:

$$n_y = 1 - k_a \ln(H_{мек}/H_{пр}) \quad (1)$$

где  $k_a$  – коэффициент адаптации запаса устойчивости борта к сроку его службы, в качестве которого целесообразно принять значение  $k_a = \exp(0,02 \times T)$ , доли ед.;

$H_{мек}$ ,  $H_{пр}$  – текущая и проектная глубина карьера, м.

После замены в формуле (1) коэффициента адаптации  $k_a$  выражением  $\exp(0,02 \times T)$  коэффициент устойчивости борта будет связан с глубиной карьера и сроком службы его бортов зависимостью:

$$n_y = 1 - \exp(0,02 \cdot T) \cdot \ln(H_{мек}/H_{пр}) \quad (2)$$

Иллюстрация зависимости (2) приведена на рис. 4. Здесь же приведена зависимость коэффициента устойчивости борта при коэффициенте запаса прочностных характеристик  $n_{зан} = 1$ .

Анализ полученных зависимостей показывает, что только за счет коэффициента запаса прочностных характеристик пород коэффициент устойчивости борта в карьере, например, глубиной 400 м повышается на 5,2 %, 10,4 %, 15,6 % и 20,8 % при сроке службы соответственно 5, 10, 15 и 20 лет. Поэтому коэффициент устойчивости борта только за счет введения коэффициента запаса прочностных характеристик пород будет всегда больше  $n_y > 1,0$ .

Многочисленными исследованиями установлено, что борт глубокого карьера не может деформироваться на всю высоту сразу. Его деформация будет проходить с некоторым шагом, равным размеру характерных в структурном отношении блоков пород, и с периодичностью, равной времени формирования борта

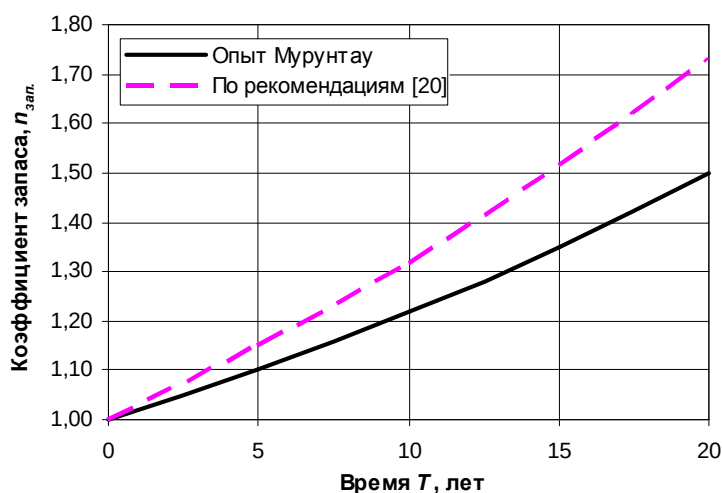


Рис. 3. Зависимость коэффициента запаса прочностных характеристик пород от срока службы борта

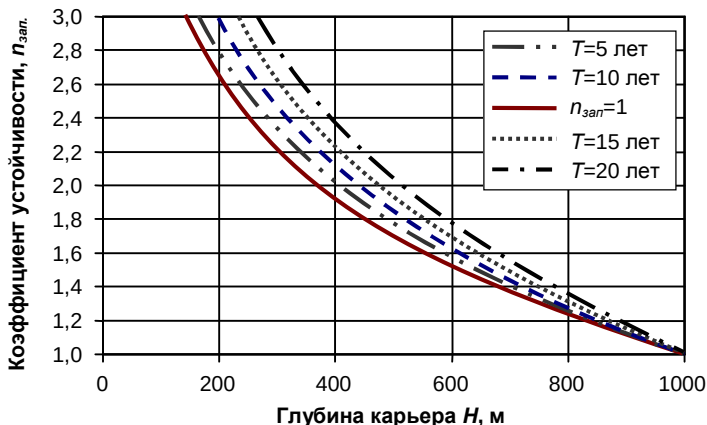


Рис. 4. Зависимость коэффициента устойчивости борта от глубины карьера при различном сроке службы его бортов

на величину обнажения такого блока в процессе понижения горных работ. Поэтому в формуле (2) именно это время следует принимать в качестве расчетного срока службы борта карьера. Тогда в целом борт карьера будет заведомо иметь коэффициент устойчивости больше  $n_y > 1,0$ . Исходя из этого, предлагается следующая последовательность действий для реализации идеи уменьшающегося с глубиной карьера коэффициента устойчивости борта:

- строится фактический геологический разрез участка борта карьера;
- определяется шаг вероятной деформации борта по высоте и срок понижения горных работ на эту глубину;
- строится график изменения запаса устойчивости борта при сроке службы, равном сроку понижения горных работ на шаг вероятной деформации борта;
- выбирается профиль борта и при коэффициенте устойчивости  $n_y = 1,0$  определяется генеральный угол его наклона;
- выбираются конструктивные параметры борта (высота и угол откоса уступа в предельном положении, ширина и шаг размещения предохранительных и транспортных берм и т.п.);
- отстраивается конструктивный профиль борта карьера для выбранного генерального угла наклона;
- пересчитывается коэффициент устойчивости борта для конструктивно отстроенного борта карьера;
- корректируется генеральный угол борта, если коэффициент его устойчивости больше расчетного значения, отстраивается новый конструктивный профиль борта, а поверочный расчет коэффициента устойчивости борта повторяется;
- процедура корректировки конструктивного профиля борта и его генерального угла наклона с выполнением поверочных расчетов коэффициента устойчивости борта повторяется до тех пор, пока коэффициент устойчивости борта не будет соответствовать расчетному значению.

В качестве примера рассмотрим построение профиля борта по предложенной методике для карьера Мурунтау, глубина которого в перспективе может достичь 1000 м.

Фактический геологический разрез участка борта карьера строится по методике, изложенной в [8], а шаг вероятной деформации борта по высоте определяется размером структурной неоднородности при бортового горного массива в соответствии с методикой, изложенной в [9]. В частности установлено, что для карьера Мурунтау размер структурной неоднородности горного массива равен 100-120 м, а практический интерес представляют деформации, высота которых равна, либо больше этого размера. Наличие

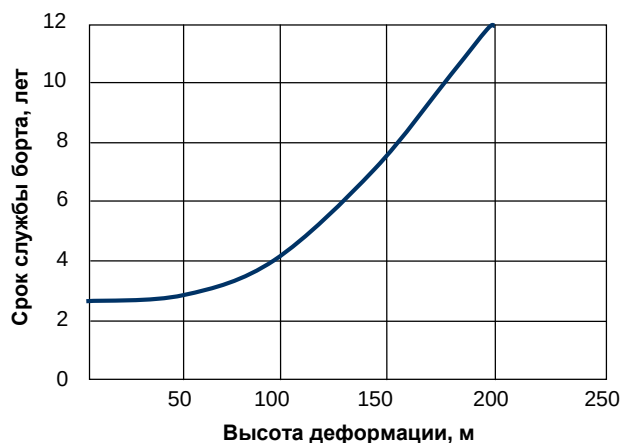


Рис. 5. Зависимость срока службы борта от высоты деформируемого слоя

Изменение  $K_{зап}$  устойчивости Юго-западного (VI-VI) участка борта (в предельном контуре) при понижении горных работ

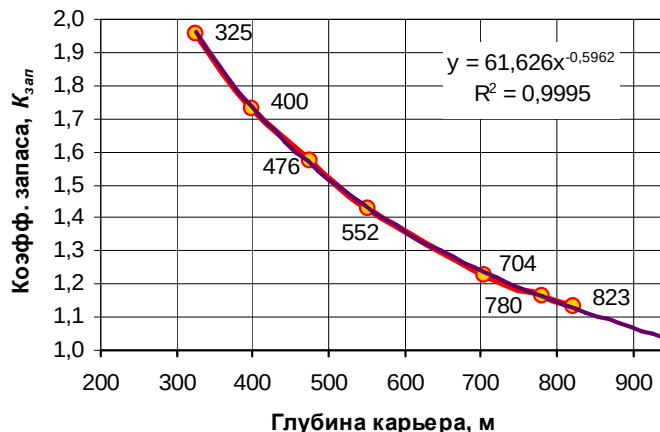


Рис. 6. Рекомендуемая зависимость изменения коэффициента устойчивости борта от глубины карьера Мурунтау

таких деформаций подтверждается результатами наблюдений (рис. 5), в процессе которых была зафиксирована деформация участка борта высотой ~200 м. Продолжительность формирования борта на высоту деформируемого слоя 100-200 м в этом случае составляет от 4-х до 10-12 лет. Поэтому, расчетный срок службы борта в этом случае может быть принят равным 12 лет. Именно для этого срока по формуле (2) определено изменение коэффициента устойчивости борта карьера в зависимости от глубины карьера. Результаты расчетов представлены в виде графика (рис. 6).

На рис. 7 приведены профили борта выпуклой формы, генеральный угол которого определен для нормативного  $n_y = 1,3$  и предлагаемого  $n_y = 1,0$  коэффициентов устойчивости.

Сравнительная оценка параметров борта карьера Мурунтау (табл. 1), полученных с использованием нового (НМ) и традиционного (ТМ) методов расчета, подтверждает целесообразность применения коэффициента устойчивости борта, монотонно уменьшающегося



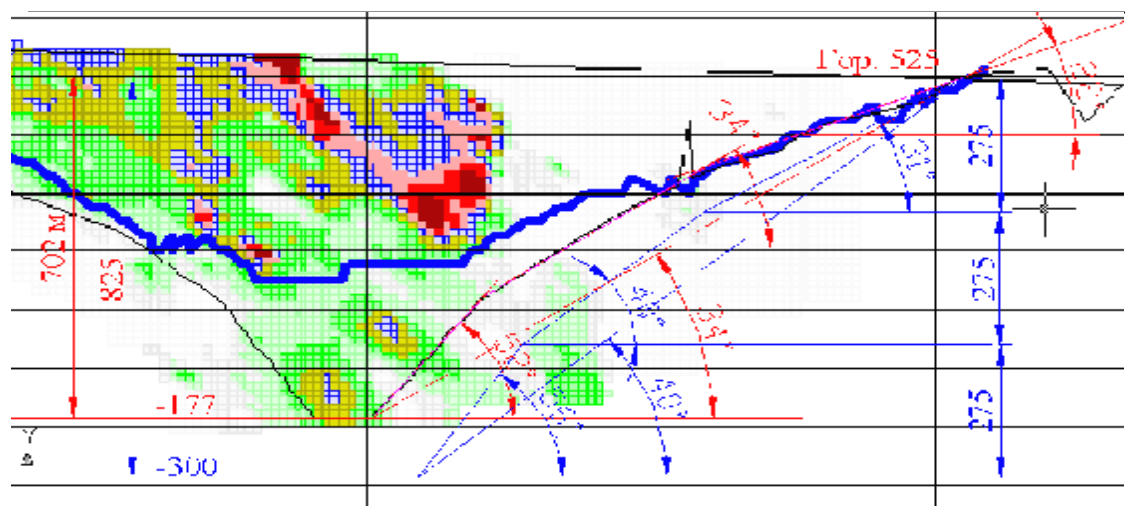


Рис. 7. Юго-западный борт разрез 1-1 с расчетными профилями

Таблица 1

Сравнительная оценка параметров борта карьера Мурунтау, полученных новым и традиционным методами расчетов

| Участок борта    | В очередь       |     |                                 |    |
|------------------|-----------------|-----|---------------------------------|----|
|                  | Высота борта, м |     | Генеральный угол наклона, град. |    |
|                  | НМ              | ТМ  | НМ                              | ТМ |
| Юго-западный     | 825             | 702 | 40                              | 34 |
| Западный         | 842             | 727 | 42                              | 34 |
| Северо-западный  | 874             | 758 | 42                              | 41 |
| Северо-восточный | 898             | 898 | 40                              | 37 |
| Восточный        | 840             | 840 | 40                              | 31 |
| Юго-восточный    | 823             | 823 | 39                              | 39 |

Таблица 2

Коэффициенты запаса устойчивости борта карьера Мурунтау

| Участок борта    | Значение |      |
|------------------|----------|------|
|                  | НМ       | ТМ   |
| Юго-западный     | 1,22     | 1,57 |
| Западный         | 1,21     | 1,57 |
| Северо-западный  | 1,20     | 1,23 |
| Северо-восточный | 1,21     | 1,21 |
| Восточный        | 1,23     | 1,68 |
| Юго-восточный    | 1,13     | 1,13 |

с глубиной и достигающего при проектной глубине карьера  $n_y = 1,0$ . Значения коэффициента запаса устойчивости для различных участков борта карьера Мурунтау приведены в табл. 2.

Анализ полученных данных показывает, что в этом случае глубина карьера увеличивается на ~120 м, извлекаемые запасы – на ~ 35 %, а коэффициент вскрыши сокращается на 17 %.

Таким образом, предлагаемая методика позволяет построить рациональный профиль борта, который будет иметь минимально-достаточный запас устойчивости для обеспечения безопасности горных работ на завершающей стадии (последние 5-10 лет) существования карьера.

Следует отметить, что предложенный метод расчета параметров бортов глубоких карьеров получил пока только математическое обоснование и требует экспериментальной проверки, например, на моделях.

#### Список литературы:

1. Геомеханическое и техническое обоснование оптимальных конструкций уступов и бортов основного карьера /Быховец А.Н., Тарасов Г.Е., Козырев А.А. и др.// Горный журнал, 2002. Специальный выпуск. С.13-17.

2. Рац М.В., Чернышов С.Н. Трещиноватость и свойства трещиноватых пород. - М.: Недра, 1970. 290 с.

3. Толстов Е.А., Сытенков В.Н., Филиппов С.А. Процессы открытой разработки рудных месторождений в скальных массивах. Ташкент: Фан, 1999. 276 с.

4. Правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. Ташкент: Узбекистан, 1995. 126 с.

5. Гравитационные аспекты обеспечения безопасности работ в прибортовой зоне карьера / Решетняк С.П., Фокин В.А., Тарасов Г.Е. и др. // Горный журнал. 2005. №2. С.69-72.

6. Прогноз устойчивости и оптимизация параметров бортов глубоких карьеров / Полищук С.З., Лашко В.Т., Кучерский Н.И. и др. // Днепрпетровськ: Поліграфіст, 2001. 370 с.

7. Гайдин А.М., Певзнер М.Е., Смирнов Б.В. Прогнозная оценка инженерно-геологических условий разработки месторождений твердых полезных ископаемых. М.: Недра, 1983. 310 с.

8. Федянин А.С. Обоснование рациональных параметров бортов глубокого карьера на основе геофизических методов исследований. Дисс. на соиск. уч. степени канд. техн. наук. Навои, НавГГИ, 2005.

9. Быковцев А.С., Прохоренко Г.А., Сытенков В.Н. Моделирование геодинамических и сейсмических процессов при разработке месторождений полезных ископаемых. Ташкент: Фан, 2000. 271 с.

# РАСЧЕТНЫЙ СПОСОБ УСТАНОВЛЕНИЯ ПОЛОЖЕНИЯ ПОВЕРХНОСТИ СДВИЖЕНИЯ НА УЧАСТКАХ ДЕФОРМИРОВАНИЯ ОТКОСОВ УСТУПОВ

**Жиянов Ю.А.**, начальник группы НИО O'zGEOTEXLITI, канд. техн. наук; **Кольцов В.Н.**, главный маркшейдер НГМК, канд. техн. наук; **Кудинов А.А.**, инженер O'zGEOTEXLITI, магистр

В процессе проведения систематических наблюдений за состоянием уступов, поставленных в предельное положение на карьере Мурунтау было выявлено несколько случаев деформирования уступов в виде осыпей, обрушений и контактных оползней. Объемы деформированных пород в пределах одного деформированного участка: наименьший - 900 м<sup>3</sup>; (деформация № 35, 1995 г.); наибольший 230 тыс. м<sup>3</sup> (деформация № 24, 1991 г.). Как правило, объем деформированных пород зависит от протяженности длины деформированного участка вдоль борта карьера.

Основными причинами деформирования уступов являлись неблагоприятно ориентированные тектонические нарушения с низким сопротивлением сдвигу по контакту нарушения. Деформации обрушения в основном развиваются в зоне заколообразования, глубина развития деформации в массив при этом колеблется в пределах 3-10 м.

Исследованиями [1, 2], проведенными в карьере Мурунтау по трассе крутонаклонного конвейера с применением георадара и бурением структурных скважин, было установлено, что граница зоны интенсивной трещиноватости пород проходит в 10-12 м от откоса параллельно его поверхности и в 12-15 м ниже предохранительной бермы. Эти исследования подтверждают наш тезис о том, что деформации распространяются в глубину массива от 3 до 10 м.

Оползневые деформации квалифицируются как контактные оползни по спадшим контактам или тектоническим трещинам с глинистым заполнителем, наклонно-падающих в сторону карьера. Оползни, как и обрушения, развиваются по высоте в пределах одного строенного уступа ( $h=30$  м). Исключение составляют деформации №№ 43-46, где высота деформированного участка составила 90-100 м.

Деформации проявились в виде трещин раскрытия на поверхности предохранительных берм и трещин надвига на поверхности откосов. Границы деформированного участка и расположение трещин раскрытия показаны на рис. 1.

В таких условиях результаты визуальных наблюдений не позволили установить степень опасности деформирования борта, поэтому дальнейшие наблюдения за деформационным

процессом осуществлялись маркшейдерскими наблюдениями за смещением реперов, установленных на предохранительных бермах: гор. 195 м; гор. 205 м и гор. 255 м.

Реперы на берме гор. 285 м были установлены на верхней границе деформированного участка. Поэтому они практически не смещались. Величина их смещения за весь период наблюдений (57 сут) находилась в пределах 2-3 мм, то есть в пределах точности измерений.

Результаты измерений смещений реперов, установленных на деформированных бермах: гор. 195 м, гор. 225 м приведены в табл. 1, 2.

Анализ результатов инструментальных наблюдений показал, что работа экскаватора по отгрузке

Таблица 1

Горизонтальные смещения реперов, гор. 195 м

| №№ реперов | Горизонтальные смещения от начала наблюдений, мм |            |           |            |
|------------|--------------------------------------------------|------------|-----------|------------|
|            | Дата наблюдений                                  |            |           |            |
|            | 2.09.2001                                        | 10.09.2001 | 9.10.2001 | 30.10.2001 |
| 0          | -11                                              | -11        | -13       | -12        |
| 1          | -1                                               | -11        | -12       | -13        |
| 2          | -6                                               | -21        | -25       | -25        |
| 3          | -5                                               | -9         | -11       | -24        |
| 4          | -5                                               | -20        | -25       | -24        |
| 5          | -1                                               | -26        | -28       | -29        |
| 6          | -5                                               | -12        | -15       | -15        |
| 7          | -9                                               | -9         | -11       | -21        |
| 8          | -6                                               | -16        | -20       | -20        |
| 9          | -7                                               | -11        | -14       | -15        |

Таблица 2

Горизонтальные смещения реперов, гор. 225 м

| №№ реперов | Горизонтальные смещения от начала наблюдений, мм |            |            |            |
|------------|--------------------------------------------------|------------|------------|------------|
|            | Дата наблюдений                                  |            |            |            |
|            | 11.09.2001                                       | 24.09.2001 | 04.10.2001 | 31.10.2001 |
| 0          | 0                                                | 0          | -2         | -3         |
| 1          | -3                                               | -5         | -8         | -9         |
| 2          | -4                                               | -6         | -9         | -11        |
| 3          | -1                                               | -5         | -9         | -8         |
| 4          | -5                                               | -8         | -11        | -12        |
| 5          | -4                                               | -6         | -10        | -9         |
| 6          | -3                                               | -7         | -9         | -9         |
| 7          | -4                                               | -8         | -11        | -11        |

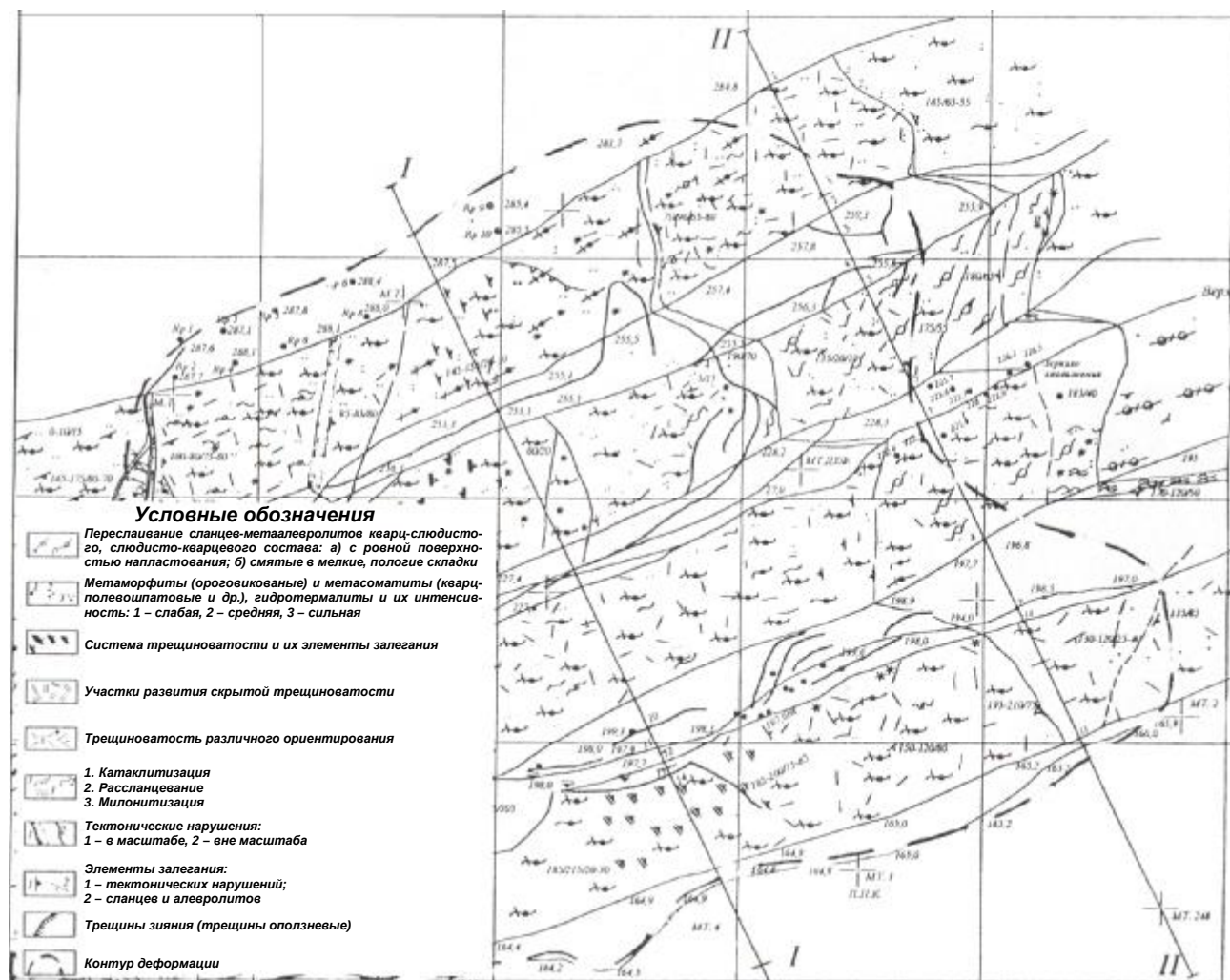


Рис. 1. Границы деформированного участка и расположение трещин раскрытия

горной массы вдоль нижней границы деформации на гор. 165 м оказывает различное влияние на характер смещения реперов. Например, репера, заложенные вдоль верхней границы участка деформирования на гор. 286 м практически не двигались. Смещение реперов, заложенных на берме горизонта 225 м при неработающем экскаваторе происходило со скоростью 0,05-0,1 мм/сут. При работающем экскаваторе смещение реперов увеличилось в 3-4 раза и достигло значений 0,2-0,5 мм/сут.

Наибольшее влияние работа экскаватора оказала на скорость смещения реперов, заложенных на предохранительной берме горизонта 195 м.

Как видно из рис. 2 скорость смещения реперов при работе экскаватора достигла значений 5-8 мм/сут. При прекращении работы экскаватора она резко падала до значений 0,05-0,15 мм/сут, то есть уменьшалась в 8-10 раз.

Резкое снижение смещений реперов после прекращения работ по отгрузке горной массы свидетельствует о том, что деформированный уступ находится

в предельном состоянии, а деформационный процесс характеризуется равновесной стадией развития, когда сохраняется равновесие внешних сдвигающих сил и внутренних сил сопротивлений сдвигу и относительно невысокой постоянной скорости смещения пород.

По результатам моделирования на эквивалентных материалах [3] ВНИМИ установило, что фактический показатель устойчивости уступа находится в пределах  $n_3=1,0-1,05$ .

Известно, что переход из равновесной стадии формирования оползня в активную стадию сдвижения с непрерывно возрастающей скоростью смещения и разрушением призмы упора может произойти, если скорости смещения достигнут критических значений.

Накопленный опыт наружных наблюдений ВНИМИ [3] свидетельствует о том, что диапазон скоростных предельных деформаций для скальных пород от 2 до 10 мм/сут. Для условий карьера Мурунтау по данным инструментальных наблюдений на участке деформации № 43 критическая скорость деформирования может быть принята равной 8-9 мм/сут.

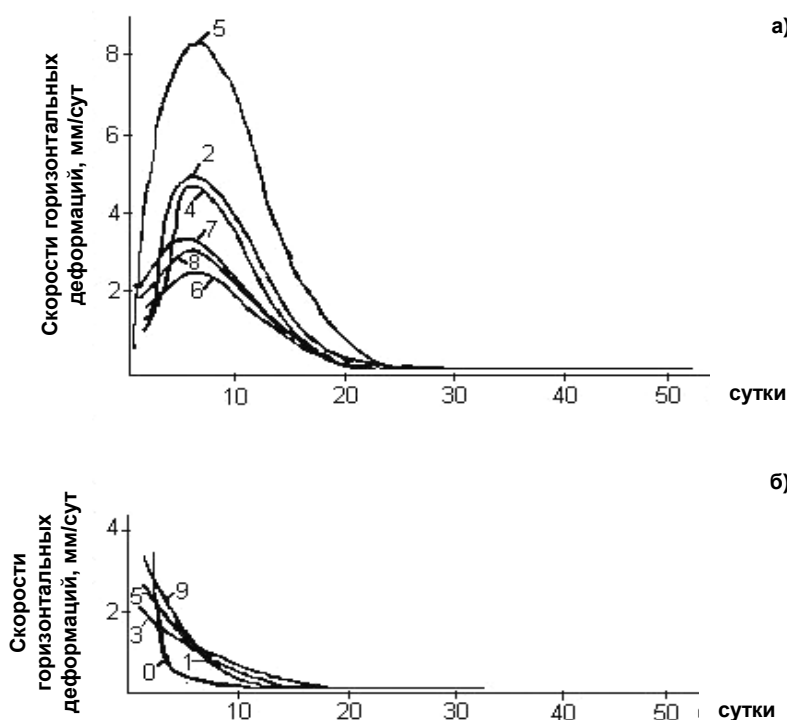


Рис. 2. Графики скоростей деформаций гор. +195 м:  
а) начало наблюдений до начала работы экскаватора;  
б) начало наблюдений после остановки экскаватора

При проведении инструментальных наблюдений, наблюдение за глубинными деформациями не производилось, поэтому в настоящей работе определение положения поверхности сдвига производилось расчетными методами.

Для установления характера деформирования (изотропного или анизотропного) массива было выполнено решение обратных задач по профилям I и II с целью определения средневзвешенного угла внутреннего трения по поверхности возможного сдвига пород.

Для изотропно-деформированного массива в качестве исходных данных были приняты следующие: объемный вес  $\gamma=0,027$  МН; сцепление пород среднее  $C_m=0,16$  МПа, показатель устойчивости  $n_3=1,0$ , угол наклона борта  $\alpha=43^\circ$ .

Расчетные схемы, составленные с учетом развития деформаций, приведены на рис. 3, 4, исходные данные и результаты приведены в табл. 3, 4. За расчетное сцепление массивов принято среднее значение для полос скоростью на сжатие 50-100 МПа [4].

$$tg j = \frac{T \cdot n_3 - C_m L}{N} = \frac{36 \cdot 4 \cdot 1 - 0,15 \cdot 136}{49,9} = 0,321$$

$$t=18^\circ$$

$$tg j = \frac{T \cdot n_3 - C_m L}{N} = \frac{53 - 24}{89,6} = 0,323$$

$$t=18^\circ$$

а) Решение обратных задач по определению угла внутреннего трения показало, что деформирование борта на схеме изотропно-деформированного массива могло иметь место только в том случае, когда средний угол внутреннего трения по поверхности сдвига будет не более  $18^\circ$ .

Изучение геологического строения и физико-механических свойств горных пород, слагающих северный борт карьера, показало, что потеря устойчивости борта по схеме изотропно-деформированного массива маловероятна. По данным инженерно-геологических изысканий [5, 6] углы внутреннего трения пород колеблются в пределах  $33-41^\circ$ .

б) Следовательно, здесь деформации развивались по схеме анизотропно-деформированных уступов. Здесь локальное обрушение уступов произошло в виде плоского скольжения по двум пересекающимся тектоническим нарушениям.

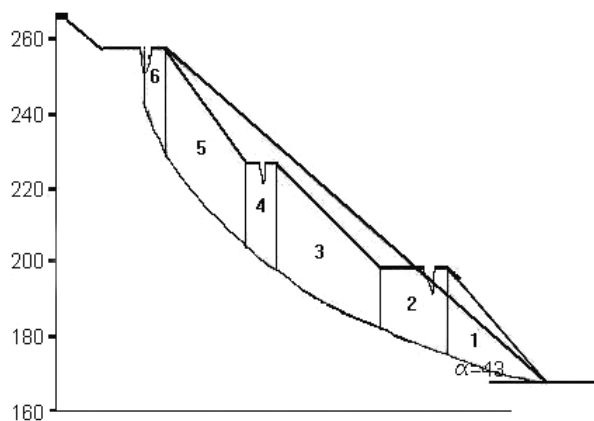


Рис. 3. Расчетная схема по разрезу I-I

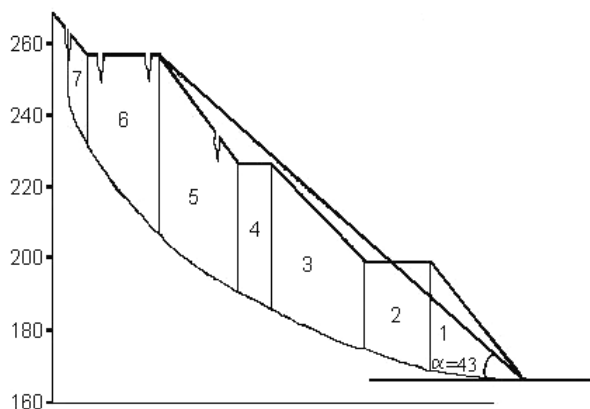


Рис. 4. Расчетная схема по разрезу II-II

Таблица 3

Результаты расчета по разрезу I-I

| Исходные данные                                                            | №№ блоков | P, МН | $\beta$ , градус | N, МН | T, МН | $\ell$ , м |
|----------------------------------------------------------------------------|-----------|-------|------------------|-------|-------|------------|
| H=92 м<br>$\alpha=43^\circ$<br>$C_M=0,15$ МПа<br>$X=0,027$ МН<br>$n_3=1,0$ | 1         | 8,3   | 18               | 7,9   | 2,6   | 28         |
|                                                                            | 2         | 7,3   | 21               | 6,7   | 2,6   | 19         |
|                                                                            | 3         | 17,0  | 32               | 14,4  | 9,0   | 32         |
|                                                                            | 4         | 8,3   | 40               | 6,4   | 5,4   | 11         |
|                                                                            | 5         | 16,2  | 47               | 11,0  | 11,9  | 30         |
|                                                                            | 6         | 6,0   | 54               | 3,5   | 4,9   | 17         |
| Итого                                                                      |           |       |                  | 49,9  | 36,4  | 138        |

Таблица 4

Результаты расчета по разрезу II-II

| Исходные данные                                                            | №№ блоков | P, МН | $\beta$ , градус | N, МН | T, МН | $\ell$ , м |
|----------------------------------------------------------------------------|-----------|-------|------------------|-------|-------|------------|
| H=98 м<br>$\alpha=43^\circ$<br>$C_M=0,15$ МПа<br>$X=0,027$ МН<br>$n_3=1,0$ | 1         | 9,7   | 9                | 9,6   | 1,6   | 24         |
|                                                                            | 2         | 14,9  | 13               | 14,6  | 3,4   | 19         |
|                                                                            | 3         | 23,3  | 23               | 21,4  | 9,1   | 27         |
|                                                                            | 4         | 10,8  | 32               | 9,1   | 5,7   | 10         |
|                                                                            | 5         | 24,9  | 37               | 19,8  | 15,0  | 28         |
|                                                                            | 6         | 20,5  | 53               | 2,8   | 13,7  | 31         |
|                                                                            | 7         | 5,3   | 58               | 89,6  | 4,5   | 20         |
| Итого                                                                      |           |       |                  | 89,6  | 53,0  | 159        |

В связи с тем, что глубинные наблюдения за проявлением деформации № 43 не проводились, положение поверхности сдвижения анизотропно-деформируемого массива было вычислено расчетным методом по следующей схеме:

➤ Положение глубинной трещины отрыва наносилось на разрез по фактическому положению крайней трещины, зафиксированной на берме или откосе.

➤ Поскольку место пересечения вертикальной трещины отрыва с поверхностью смещения было неизвестно, то на разрезе I-I точка пересечения была принята на половине расчетной глубины  $H_{90}$ . На разрезе II-II за точку пересечения была выбрана точка пересечения трещин вертикального отрыва с зафиксированной тектонической трещиной.

Для определения угла наклона поверхности сдвижения из точки пересечения строятся несколько поверхностей скольжения под различными углами наклона.

Эти поверхности пересекаются с потенциальной поверхностью в призме упора, которая представляет собой плоскость под углом  $45^\circ - \frac{j}{2}$  к поверхности откоса в его нижней кромке.

Расчет устойчивости борта производится графически, методом многоугольника сил или аналитиче-

ски. Расчетная схема показана на рис. 5.

Расчетные формулы:

$$N_{p1} = P_1 \cdot \cos b$$

$$T_{p1} = P_1 \cdot \sin b$$

$$R = T_{p1} - N_{p1} \cdot \operatorname{tg} j^1 - OC \cdot C_M^1$$

$$Q = b - b_1$$

$$b_1 = a - e$$

$$N_R = R \cdot \sin Q$$

$$T_R = R \cos Q$$

$$N_{p2} = P_2 \cos b_1$$

$$T_{p2} = P_2 \sin b_1$$

$$n_3 = \frac{(N_R + N_{p2}) \operatorname{tg} j + C_M \cdot CB}{T_R + T_{p2}}$$

Угол наклона поверхности сдвижения определяется расчетами с последовательным изменением угла наклона поверхности  $\beta$ . За фактический угол  $\beta$  принимается угол, при котором показатель устойчивости борта будет находиться в пределах  $n_3=0,97-1,03$ .

В качестве исходных данных были приняты следующие:

➤ объемный вес пород  $\gamma=0,027$  МН;

➤ угол внутреннего трения [5, 6]: по трещинам в углистых спинах  $\varphi^1=15^\circ$ ; в массиве  $\varphi=35^\circ$ ;

➤ сцепление пород [4]: в массиве  $C_M=0,15$  МПа; вдоль трещин  $C_M^1=0,025$  МПа.

Выполненные расчеты свидетельствуют о том, что сдвижение произошло по поверхности ослабления с углом наклона в сторону карьера. При этом показатель устойчивости составил:

➤ разрез I-I, угол наклона  $\beta=39^\circ$   $n_3=0,99$ ;

➤ разрез II-II угол наклона  $\beta=39^\circ$   $n_3=1,02$ .

Положение расчетной поверхности показано на рис. 6, 7.

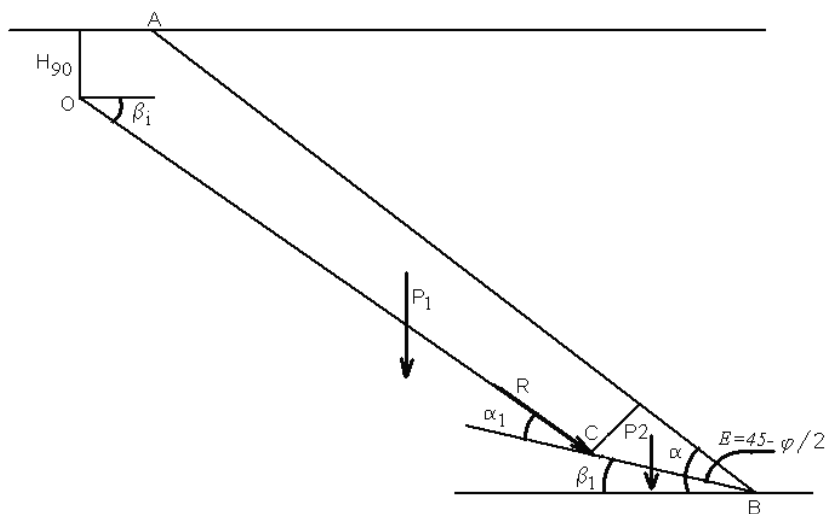


Рис. 5. Расчетная схема устойчивости борта



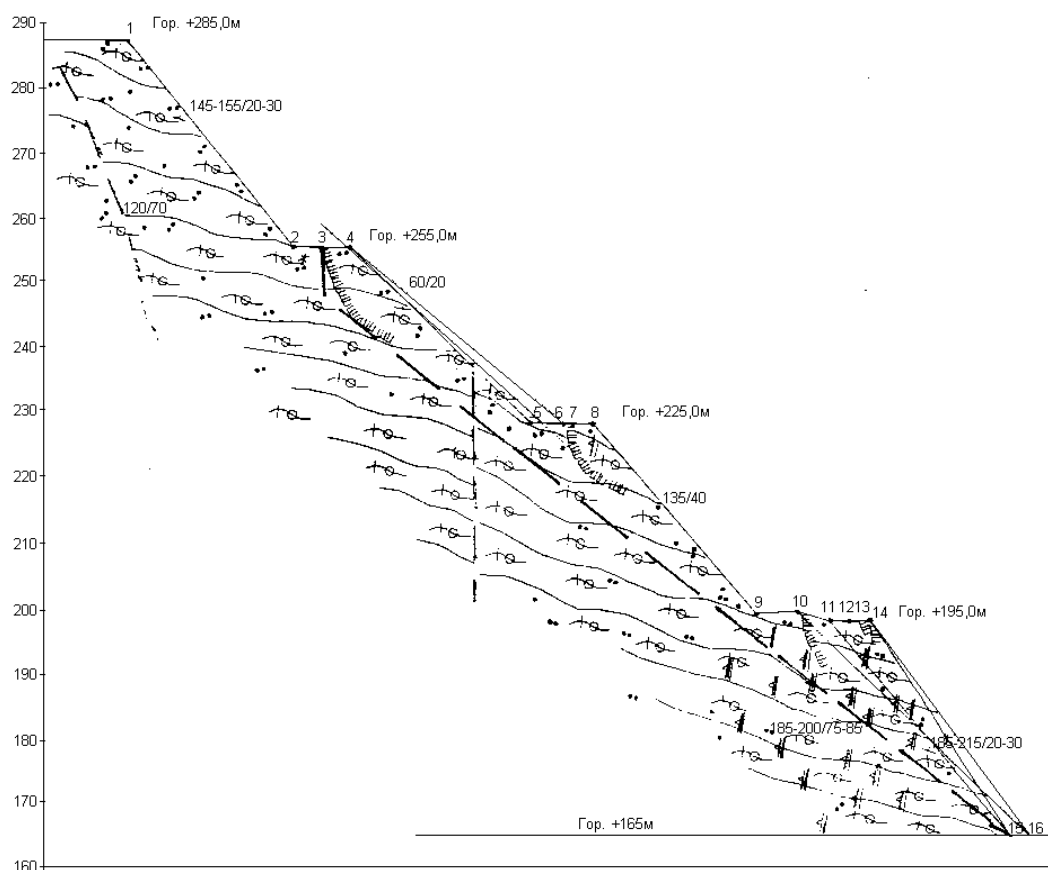


Рис. 6. Разрез по линии I-I

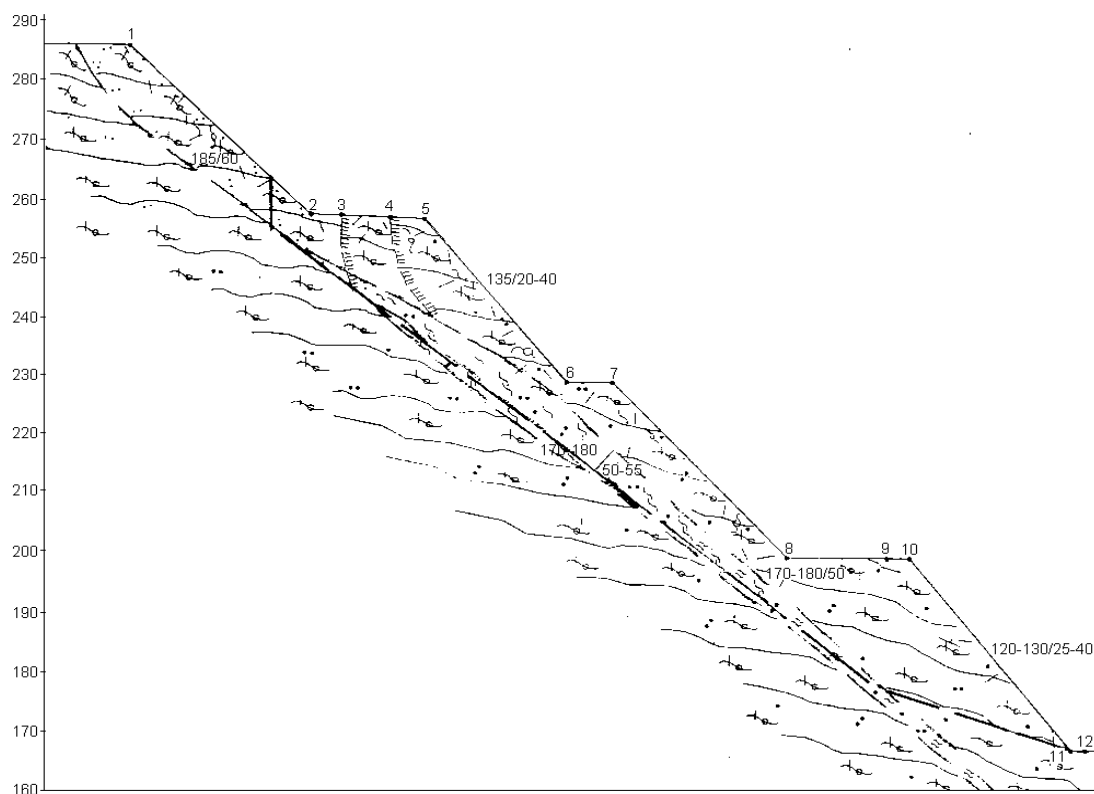


Рис. 7. Разрез по линии II-II



Предложенный метод построения расчетной поверхности сдвижения анизотропно-деформированного массива, несмотря на мелкие допущения, может быть использован при анализе деформационных процессов на карьере.

**Список литературы:**

1. Технический отчет «Исследования для получения исходных данных для оценки устойчивости уступов по трассе КНК-270 карьера Мурунтау» исполнитель ОАО «Гидропроект» (договор 2579) 2004 г. фонды O'zGEOTEXLITI арх. № ПТ-66189
2. Силкин А.А., Жиянов Ю.А. Отчет о научно-исследовательской работе по контракту №127-1144М «Строительство комплекса ЦПТ-РУДА (2-ой пусковой ком-

плекс IV очереди карьера Мурунтау). Этап 5. Расчет устойчивости уступов, нагруженных опорами КМК 2004 г. фонды O'zGEOTEXLITI арх. № ПТ-66221

3. Методические указания по наблюдениям за деформациями бортов разрезов и отвалов, интерпретации их результатов и прогнозу устойчивости. Ленинград ВНИМИ 1987.

4. Силкин А.А., Жиянов Ю.А. Кольцов В.Н. Определение прочностных свойств пород при расчете устойчивости бортов глубоких карьеров и откосов. Горный вестник Узбекистана №1 (20) 2005 г.

5. Отчет о научно-исследовательской работе «Изучение физико-механических свойств горных пород IV очереди карьера Мурунтау. Этап 2», С-Петербург, ВНИМИ, 1993 фонды O'zGEOTEXLITI арх. №ПТ-46131

6. Технический отчет о комплексных инженерных изысканиях карьера М Северный борт. Ташкент 1991 фонды O'zGEOTEXLITI ДСП-5422.

УДК 622.27

© Турсебеков А.Х., Рахимов В.Р., Мингбаев Д.И. 2005 г.

## КРИСТАЛЛИЗАЦИОННОЕ ДАВЛЕНИЕ – НОВЫЙ АСПЕКТ ОЦЕНКИ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ КАРЬЕРА

**Турсебеков А.Х.**, зав. лабораторией ИГиГ АН РУз, канд геол.-минер. наук; **Рахимов В.Р.**, зав. кафедрой «Горное дело» ТашГТУ, академик АН РУз; **Мингбаев Д.И.**, старший преподаватель ТашГТУ

При изучении медно-порфировых и других месторождений установлено интенсивное проявление метасоматических и жильных сульфатов кальция (ангидрита) с промышленными сульфидными рудами, как по вертикали, так и по горизонтали в пределах и за пределами месторождений [1-4].

В геологическом строении месторождения Кальмакыр участвуют кварцевые порфиры ( $D_1^2$ ), диориты ( $C_3$ ), сиенито-диориты ( $C_3$ ), которые прорваны отдельными штоками гранодиорит-порфиров. Незначительно присутствуют андезитовые порфириты ( $D_1^3$ ) и ксенолиты карбонатно-сульфатных пород ( $D_2-C_1$ ). Руды приурочены к сиенито-диоритам, кварцевым порфирам и др. (рис. 1). Тип оруденения: штокерковое, прожилково-вкрапленное. Следует особо подчеркнуть, что месторождение рассечено серией крупных и мелких разломов мощностью от 0,5 до 15 м и более. Вся ангидритовая минерализация приурочена к этим рудоконтролирующим разломам.

Ангидрит в рудовмещающих породах образует сеть прожилков мощностью от 1 мм до 15 см, иногда встречается в виде гнезд, соединенных между собой тончайшими прожилками. Ангидритовая минерализация в медно-порфировых и других месторождениях тяготеет к глубоким горизонтам, где присутствует в существенных количествах вместе с продуктом его гидратации - гипсом. Зоны развития ангидритовой минерализации располагаются гипсометрически внутри или ниже зон развития промышленного оруденения. Верхняя граница нахождения сульфатной

серы проходит примерно в 90-150 м от современной поверхности. Нижняя зона достигает глубины 1000 м и более, что подтверждается содержанием сульфатной серы в скважинах по разрезу 1-1 и по площади ГТ-ГТ (рис. 2).

Как видно из вышеизложенного, наиболее контрастна сульфидно-сульфатная вертикальная зональность. Смена сульфатной минерализации на глубине на гипсовую или гипс-ангидритовую происходит довольно резко, иногда на расстоянии нескольких метров.

Процессы гидратации ангидрита в стесненных условиях приводят к его объемному расширению и возникновению новых минералов (превращение ангидрита в гипс).

При гидратации ангидрита до глубин более 600 м он превращается в гипс. В результате этого процесса происходит увеличение объема более чем на 30 %, что и обуславливает кристаллизационное давление. Под кристаллизационным давлением понимается максимально возможное при данном насыщении раствора давление грани растущего кристалла на препятствие [5-7]. Величина этого давления достигает до 100 кг/см. В результате этого процесса происходит разрушение сплошности пород с превращением их в рыхлую массу, смещение и перемещение блоков рудовмещающих пород. Образующиеся при смещении трещины заполняются «избыточным» гипсом, обладающим волокнистым и пластинчатым строением, на месте гидратации ангидрита. Анало-

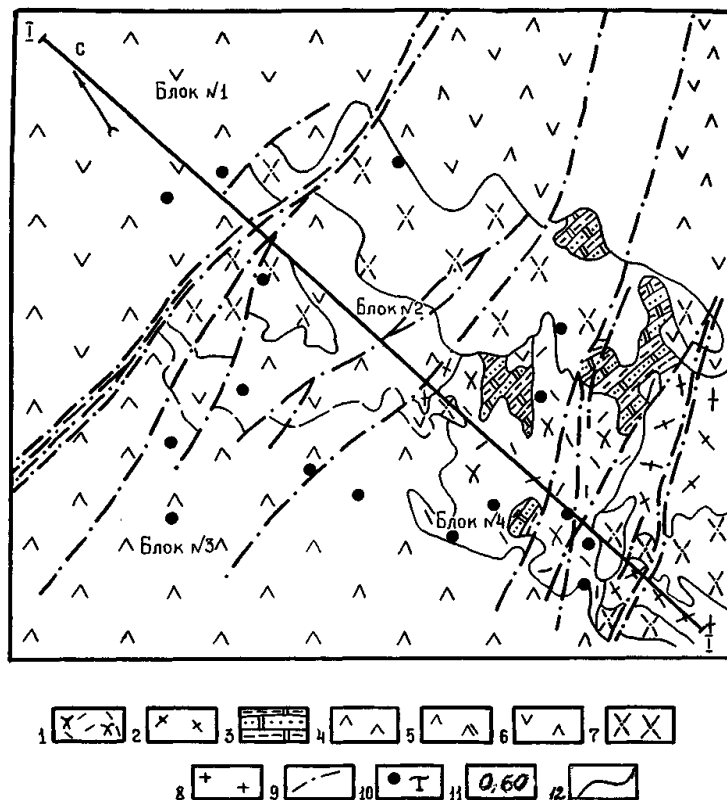


Рис. 1. Схематическая геологическая карта медно-молибденового месторождения Большой Кальмакыр:

1 – андезит-дацитовые порфиры ( $D_1$ ); 2 – кварцевые порфиры ( $D_1$ ); 3 – сульфатно-карбонатные породы ( $D_2-C_1$ ); 4 – диориты ( $C_{1-2}$ ); 5 – сиенито-диориты ( $C_{1-2}$ ); 6 – краевая фация сиенито-диоритов; 7 – гранодиорит-порфиры ( $C_3-P_1$ ); 8 – граниты, гранит-порфиры ( $P_1$ ); 9 – разломы; 10 – скважины; 11 – содержание сульфатной серы по скважинам (в %); 12 – зона распространения сульфатной серы (ангидрит, гипс)

гичные явления гидратации происходят и со слюдыстыми минералами, которые приводят к одностороннему расширению кристаллической решетки вещества, что особенно характерно для минералов со слоистой структурой (переход слюд в гидрослюды, набухание монтмориллонита и т.д.).

Для выяснения влияния кристаллизационного давления слюдыстых, глинистых и др. минералов на сплошность пород была проведена их количественная оценка в измененных рудовмещающих породах (табл. 1, 2). Основная масса этих минералов приходится на серицитизированные, биотитизированные, хлоритизированные, флогопитизированные, оталькованные, серпентинизированные рудовмещающие

породы. Эти измененные породы в основном концентрируются в зонах трещиноватости и мелких и крупных разломах. Наибольшим распространением пользуются серицитизация, каолинизация и хлоритизация. Измененные рудовмещающие породы содержат большое семейство слюдыстых силикатов [4, 5, 8]: слюдыстые силикаты (биотит, серицит, пиррофилит, тальк, цеолиты, хлорит, айоваит, серпентин, глинистые минералы, мусковит, апофелит, принит, нонтронит, сапонит, монтмориллонит, флогопит), смешанно-слоистые минералы (сметиты). Самыми распространенными от общего количества минералов являются, слюдыстые минералы: серицит-гидросерицит, гидрослюда, хлорит, гидрохлорит и др. (табл. 3).

Распространение слюдыстых минералов в измененных рудовмещающих породах неравномерно. Для диоритов сумма слюдыстых минералов составляет 63 %, сиенито-диоритов – 41 %, в других породах их значительно меньше (табл. 3). Все перечисленные минералы хорошо гидратируются (разбухают). При разбухании слюдыстых минералов происходит увеличение их объема на 6,5 % за счет внедрения  $H_2O$  в межслоевые пикеты.

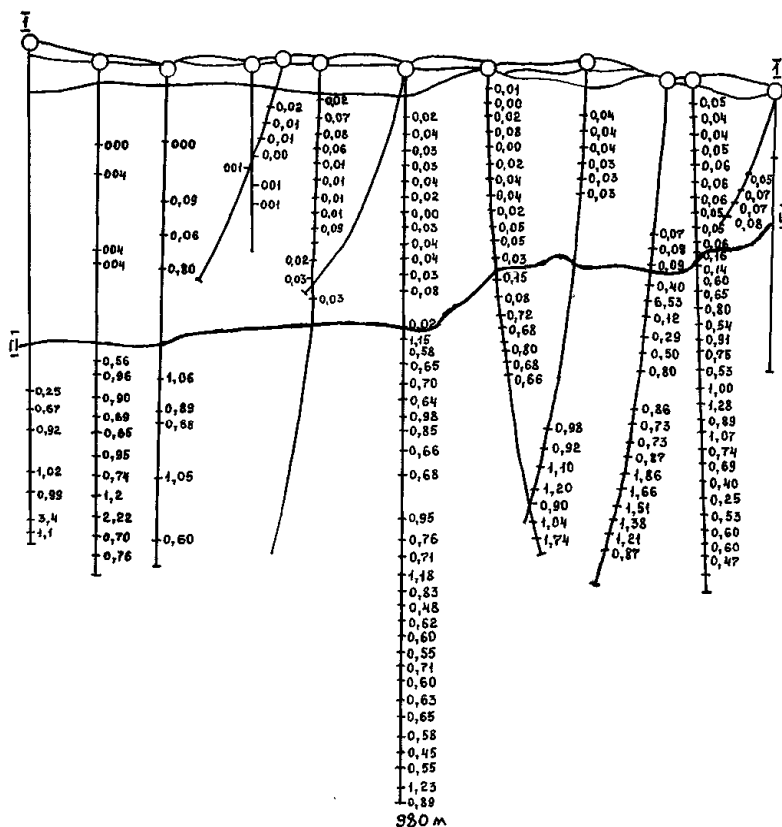


Рис. 2. Геологический разрез по линии 1-1 месторождения Кальмакыр

Таблица 1

Средний химический состав неизменных рудовмещающих пород крупномасштабного месторождения Кальмакыр

| Породы                 | Окислы в %       |                  |                                |                                |      |      |      |      |                  |                   |                               |
|------------------------|------------------|------------------|--------------------------------|--------------------------------|------|------|------|------|------------------|-------------------|-------------------------------|
|                        | SiO <sub>2</sub> | TiO <sub>2</sub> | Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | FeO  | MnO  | MgO  | CaO  | K <sub>2</sub> O | Na <sub>2</sub> O | P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> |
| Сиенито-диорит (6)     | 55,58            | 0,87             | 16,08                          | 4,61                           | 3,52 | 0,14 | 3,93 | 2,39 | 5,12             | 2,42              | 0,32                          |
| Диорит (5)             | 50,10            | 0,72             | 18,14                          | 3,97                           | 4,90 | 0,12 | 7,20 | 4,25 | 2,91             | 1,60              | 0,13                          |
| Габбро (8)             | 50,83            | 0,62             | 10,04                          | 6,10                           | 4,08 | 0,10 | 6,30 | 4,82 | 3,06             | 1,88              | 0,22                          |
| Гранодиорит-порфир (8) | 62,08            | 0,37             | 10,40                          | 3,40                           | 2,26 | 0,08 | 2,66 | 2,84 | 3,51             | 3,30              | 0,17                          |

Таблица 2

Средний химический состав измененных рудовмещающих пород крупномасштабного месторождения Кальмакыр

| Породы                                                               | Окислы в %       |                  |                                |                                |      |      |      |                  |                   |                               |                 |      |                 |      |      |                   |
|----------------------------------------------------------------------|------------------|------------------|--------------------------------|--------------------------------|------|------|------|------------------|-------------------|-------------------------------|-----------------|------|-----------------|------|------|-------------------|
|                                                                      | SiO <sub>2</sub> | TiO <sub>2</sub> | Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | MnO  | MgO  | CaO  | K <sub>2</sub> O | Na <sub>2</sub> O | P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | SO <sub>3</sub> | S    | CO <sub>2</sub> | п.п  | FeO  | H <sub>2</sub> O± |
| Диориты 3/92                                                         | 46,9             | 0,5              | 13,7                           | 5,2                            | 0,7  | 8,5  | 5,8  | 2,6              | 0,6               | 0,1                           | 0,2             | 2,4  | 3,6             | 9,6  | 4,7  | 1,3               |
| Ксенолиты карбонатных пород в диоритах 3,2/13                        | 37,1             | 0,3              | 10,8                           | 3,9                            | 0,2  | 14,3 | 11,3 | 1,3              | 0,4               | 0,1                           | 0,2             | 1,4  | 7,4             | 13,5 | 3,8  | 1,3               |
| Сиенито-диориты 1,2/11                                               | 57,1             | 0,57             | 14,2                           | 5,07                           | 0,06 | 3,5  | 1,97 | 5,03             | 0,76              | 0,34                          | 0,33            | 2,5  | 1,18            | 5,95 | 3,31 | 0,6               |
| Андезитовые порфиры 4/10                                             | 60,0             | 0,7              | 15,85                          | 3,98                           | 0,07 | 4,05 | 0,53 | 6,30             | 1,15              | 0,13                          | 0,17            | 1,20 | 0,21            | -    | 3,42 | -                 |
| Гранодиорит-порфиры 1,2,3/10                                         | 59,5             | 0,40             | 11,9                           | 4,06                           | 0,2  | 2,3  | 3,1  | 6,8              | 0,2               | 0,2                           | 0,14            | 2,44 | 2,30            | 1,40 | 3,8  | 0,16              |
| Кварцевый порфир 5/7                                                 | 73,8             | 0,16             | 12,88                          | 1,16                           | 0,03 | 0,87 | 0,30 | 4,42             | 0,22              | 0,05                          | 0,15            | 1,46 | 0,25            | 6,83 | 1,85 | 0,35              |
| «Вторичные» кварциты 2/3                                             | 87,0             | 0,34             | 9,49                           | 5,73                           | 0,13 | 2,90 | 6,49 | 3,40             | 0,47              | 0,17                          | 0,11            | 3,73 | 4,84            | 6,06 | 3,65 | 0,92              |
| Разломы 1,2,3/3                                                      | 58,14            | 0,44             | 15,0                           | 3,13                           | 0,04 | 5,86 | 2,13 | 3,80             | 0,29              | 0,18                          | 0,17            | 1,99 | 1,54            | 0,44 | 2,29 | 1,0               |
| Среднее содержание для месторождения по блокам, выборка 147 анализов | 48,27            | 0,48             | 13,5                           | 4,78                           | 0,13 | 8,27 | 5,70 | 2,71             | 0,65              | 0,13                          | 2,30            | 2,25 | 2,62            | 4,0  | 4,13 | 0,9               |

Примечание: в числителе номера неоднородных блоков, в знаменателе – количество проанализированных проб

В настоящее время наметилась тенденция ухудшения устойчивости С-3 борта карьера медно-молибденового месторождения Кальмакыр, находящегося в зоне тектонического нарушения. Ранее проведенные исследования позволили установить минералогические критерии, влияющие отрицательно на устойчивость бортов карьера при их отработке (рис. 2). Под воздействием времени, геологических, гидрогеологических и других факторов

происходят значительные подвижки и проседание пород за счет их разрушения. Для выяснения этих причин в С-3 борту карьера были пробурены две колонковые скважины глубиной 200 м и более. По результатам анализа выхода кернов было установлено, что блок гибридных сиенито-диоритовых пород до глубины 100-110 м почти полностью разрушен и превращен в рыхлую и полурыхлую массу за счет гидратации ангидрита и слюдистых минералов и их

Таблица 3

Среднее содержание минералов в измененных рудовмещающих породах (в %)

| Породы                           | Плагиоклаз | Калиевый шпат | Кварц | Серицит-гидросерицит | Мусковит | Гидрослюда | Биотит-гидробиотит | Хлорит | Каолинит | Карбонаты | Сульфиды |
|----------------------------------|------------|---------------|-------|----------------------|----------|------------|--------------------|--------|----------|-----------|----------|
| Диориты (204)                    | 4,7        | 4,4           | 13,6  | 23,6                 | 7,9      | 7,9        | 11,6               | 8,6    | 1,2      | 1,8       | 6,79     |
| Сиенито-диорит (113)             | 5,4        | 18,8          | 25,5  | 22,7                 | 2,7      | 4,0        | 4,8                | 5,6    | 1,4      | 2,7       | 3,4      |
| Гранодиорит-порфиры (43)         | 8,4        | 16,3          | 27,5  | 25,3                 | 1,7      | 2,0        | 1,9                | 8,0    | 1,25     | 0,29      | 2,46     |
| Андезитовые порфиры (16)         | 16,0       | 7,6           | 23,6  | 7,1                  | -        | 12,7       | 10,5               | 9,2    | -        | 2,2       | 4,2      |
| Ксенолиты карбонатных пород (25) | -          | 0,65          | 3,3   | 5,6                  | 0,9      | 8,8        | 3,4                | 14,7   | 0,2      | 26,1      | 3,40     |
| Разломы (10)                     | -          | -             | 6,0   | 42,8                 | -        | 58,3       | -                  | 5,2    | 3,0      | 4,3       | 2,1      |
| «Вторичные» кварциты (14)        | -          | 3,0           | 61,0  | 3,0                  | -        | 2,5        | 2,0                | 6,0    | -        | 11,5      | 6,64     |
| Кварцевые порфиры (21)           | 8,3        | 15,5          | 35,4  | 14,5                 | 4,5      | 11,2       | 0,9                | 1,8    | 1,2      | 0,9       | 4,0      |

*Примечание:* андезитовые порфиры (блок 4): эпидота – 3,7 %; диориты (блок 3): амфибола – 6,46 %, эпидота – 0,63 %, талька – 1,28 %; в карбонатных породах (блоки 3, 4): альбита – 1,36 %, цеолита – 15 %, пироксена – 3,1 %, талька – 4,22 %, эпидота – 1,45 %; в разломах (блоки 3, 1, 2): калишпата – 0,3 %, эпидота – 0,2 %; «вторичные» кварциты (блок 2): цеолита – 2,3 %, эпидота – 0,78 %; кварцевые порфиры (блоки 4, 2): альбита – 0,2 %, эпидота – 0,9 %, цеолита – 0,5 %, гипса – 0,9 %. В скобках – количество проанализированных проб

набухания под действием кристаллизационного давления с увеличением объемов минералов от 5 до 30 %. Ниже глубины 110 м сиенито-диоритовые породы менее подвержены изменениям, и керны представлены безводными минералами: ангидритом, хлоритом, биотитом и др.

В заключение следует отметить, что рудовмещающие породы медно-порфировых месторождений не однородны по химическому и минеральному составу (табл. 1, 2, 3). Присутствие значительных объемов ангидрита и слюдястых минералов в различных геологических блоках и разрывных нарушениях может интенсивно влиять на прочностные свойства пород за счет их разрушения и ослабления под действием кристаллизационного давления (гидратация ангидрита с переходом его в гипс) и слюдястых минералов за счет гидратации (разбухания), под действием водных источников с увеличением их объемов.

Из вышеприведенного следует, что при оценке устойчивости прибортового массива месторождений типа Кальмакыр необходимо наряду с другими факторами учитывать также влияние геолого-минералогических характеристик на состояние пород, составляющих массив.

#### Список литературы:

1. Бадалов С.Т., Турсебеков А.Х. Новые данные о распространности ангидрито-гипсовых пород палеозойского возраста в Карамазаре. Узб. геол. журнал, 1967, № 2, с. 47-51.
2. Турсебеков А.Х. Об эндогенной ангидритовой минерализации медно-молибденового месторождения Дальнее. Геология, минералогия и геохимия рудных регионов. Зап. Узб. отд. ВМО, вып. 20. Ташкент: Фан, 1969.
3. Турсебеков А.Х. Температура образования ангидрита в эндогенных месторождениях (Алмалыкский район УзССР). Зап. Узб. отд. ВМО. Ташкент: Фан, 1973, вып. 27.
4. Турсебеков А.Х., Бадалов С.Т. О новом валеритовом типе медного оруденения в магнезиальных карбонатных породах Алмалыка. Узб. геол. журнал, № 5, 1974, с. 72-73.
5. Бадалов С.Т. Кристаллизационное давление в геологических процессах. Онтогенетические методы изучения минералов. М.: Недра, 1970, с. 28-32.
6. Григорьев Д.П. Кристаллизационная сила минерала. М.: Природа, 1950.
7. Хакимов-Маликов В.Я. К термодинамике кристаллизационного давления. «Рост кристаллов», т. 2, изд. АН СССР, 1959.
8. Турсебеков А.Х. Глинистые минералы и слоистые силикаты: руда, переработка, отходы. Тез. докл. XIV международного совещания по рентгенографии минералов. С.-Петербург, 1999, с. 200.

# ОПЫТ ПРИМЕНЕНИЯ ЭКСКАВАТОРОВ РАЗЛИЧНЫХ МОДИФИКАЦИЙ В УСЛОВИЯХ КАРЬЕРА МУРУНТАУ

Сейтбаев Ш.А., зам. начальника ПТО рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК

Зарафшанский золотоизвлекательный комплекс является одним из крупнейших в мире. Входящий в его состав карьер Мурунтау (рис. 1) при размерах в плане 3,5×2,5 км уже сейчас имеет глубину 480 м, которая в перспективе возрастет до 900-1000 м. С начала эксплуатации в 1967 г. одноименного месторождения карьером извлечено более 1 млрд. м<sup>3</sup> горной массы (табл. 1) и отгружено для переработки на гид-

рометаллургический завод более 600 млн т руды. Поскольку комплекс играет ведущую роль в экономике Навоийского горно-металлургического комбината, эффективная работа карьера Мурунтау является залогом успеха всего комбината в целом. Высокая концентрация горных работ в карьере и значительные годовые объемы вскрыши предопределили применение высокопроизводительного современного горного оборудования.

Основным звеном в технологическом процессе горного комплекса Мурунтау является парк используемых экскаваторов. Эскавация взорванной горной массы на вскрышных и добычных уступах производится электрическими одноковшовыми экскаваторами типа «прямая механическая лопата» (табл. 2), гидравлическими и электрогидравлическими экскаваторами.

Первое выемочно-погрузочное оборудование карьера Мурунтау было представлено экскаваторами ЭКГ-4,6. С начала эксплуатации по сегодняшний день количество различных типов и модификаций карьерных экскаваторов увеличилось в пять раз (рис. 2). Сегодня на вскрышных и добычных работах применяются экскаваторы следующих типов: электрические - ЭКГ-4у, ЭКГ-8И, ЭКГ-10 (рис. 3), ЭКГ-8ус, ЭКГ-12,5,



Рис. 1. Карьер Мурунтау

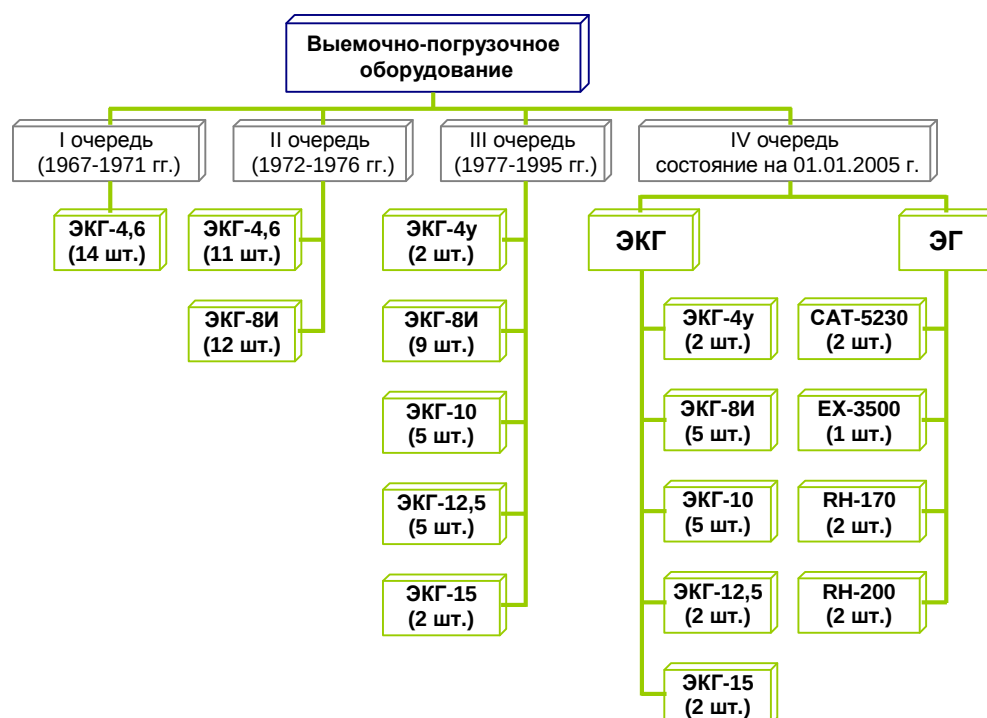


Рис. 2. Диаграмма технического перевооружения выемочно-погрузочного оборудования

Таблица 1

Показатели работы выемочно-погрузочного оборудования по очередям отработки карьера Мурунтау

| Показатели                                                                         | I очередь<br>(1967-1971 гг.) | II очередь<br>(1972-1976 гг.) | III очередь<br>(1977-1995 гг.) | IV очередь<br>состояние на<br>01.01.2005 г. |
|------------------------------------------------------------------------------------|------------------------------|-------------------------------|--------------------------------|---------------------------------------------|
| Объем экскавации, млн м <sup>3</sup>                                               | 36,2                         | 110,4                         | 656,0                          | 277,0                                       |
| Годовая производительность одного среднесписочного экскаватора, млн м <sup>3</sup> | 0,614                        | 1,061                         | 1,598                          | 1,760                                       |

Таблица 2

Техническая характеристика электрических экскаваторов

| Показатели                                       | Тип, марка экскаваторов производства<br>АО «Ижорские заводы» (Россия) |         |        |        |          |        |
|--------------------------------------------------|-----------------------------------------------------------------------|---------|--------|--------|----------|--------|
|                                                  | ЭКГ-4у                                                                | ЭКГ-8ус | ЭКГ-8И | ЭКГ-10 | ЭКГ-12,5 | ЭКГ-15 |
| Геометрическая вместимость ковша, м <sup>3</sup> | 4                                                                     | 8       | 8      | 10     | 12,5     | 15     |
| Наибольшая высота забоя, м                       | 31,8                                                                  | 26,4    | 18,75  | 18,75  | 21,9     | 21,9   |
| Мощность привода, кВт                            | 520                                                                   | 1250    | 520    | 630    | 1250     | 1250   |
| Усилие черпания, кН                              | 27                                                                    | 588     | 363    | 490    |          | 615    |
| Масса экскаватора, т                             | 332                                                                   | 370     | 340    | 360    | 677      | 638    |
| Скорость передвижения, км/час                    | 0,42                                                                  | 0,43    | 0,8    | 0,42   | 0,43     | 0,43   |



Рис. 3. Загрузка автосамосвала экскаватором ЭКГ-10



Рис. 4. Гидравлический экскаватор CAT-5230 в забое



Рис. 5. Гидравлический экскаватор EX-3500 в работе

ЭКГ-15; гидравлические - CAT-5230 (рис. 4), EX-3500 (рис. 5), RH-170 (рис. 6); электрогидравлические - RH-200 с ковшами емкостью от 4 до 20,6 м<sup>3</sup>. Помимо этого 5 экскаваторов типа ЭКГ-10 ведут погрузку товарной руды, для отправки на гидрометаллургический завод, в железнодорожные думпкары грузоподъемностью 105 т на двух перегрузочных пунктах карьера, расположенных на восточном и западном бортах карьера.

Увеличение темпов углубки карьера в рудной зоне обусловило внедрение на добычных и вскрышных работах оперативного характера выемочно-погрузочного оборудования повышенной маневренности, имеющего автономную систему электроснабжения и обеспечивающего более высокую производительность. С этой целью на карьере Мурунтау были вне-



Рис. 6. Гидравлический экскаватор RH-170



Рис. 7. Электрогидравлический экскаватор RH-200 на погрузке

дрены импортные гидравлические экскаваторы фирм Caterpillar, Hitachi и O&K (табл. 3).

Одним из последних приобретений комбината стали электрогидравлические экскаваторы RH-200 (рис. 7) фирмы TEREX MINING с геометрической емкостью ковша 20,6 м<sup>3</sup> (табл. 4). Производительность RH-200 за 8-часовую смену при работе на автомобильный транспорт для условий карьера Мурунтау



Таблица 3

Техническая характеристика гидравлических экскаваторов

| Показатели                                       | Тип, марка экскаватора                 |                                      |                                                  |
|--------------------------------------------------|----------------------------------------|--------------------------------------|--------------------------------------------------|
|                                                  | CAT-5230<br>фирма Caterpillar<br>(США) | EX-3500<br>фирма Hitachi<br>(Япония) | RH-170 фирма<br>Orenstein & Koppel<br>(Германия) |
| Геометрическая вместимость ковша, м <sup>3</sup> | 15,1                                   | 13,7                                 | 14,8                                             |
| Наибольшая высота забоя, м                       | 22,3                                   | 25,7                                 | 21,05                                            |
| Мощность привода, кВт                            | 1175                                   | 1240                                 | 1240                                             |
| Усилие черпания, кН                              | 1250                                   | 1177                                 | 1200                                             |
| Масса экскаватора, т                             | 315                                    | 330                                  | 340                                              |
| Скорость передвижения, км/час                    | 2,5                                    | 2,4                                  | 2,6                                              |

Таблица 4

Техническая характеристика электрогидравлического экскаватора

| Показатели                                       | RH-200 фирма<br>Terex Mining GmbH<br>& Co KG (Германия) |
|--------------------------------------------------|---------------------------------------------------------|
| Геометрическая вместимость ковша, м <sup>3</sup> | 20,6                                                    |
| Наибольшая высота забоя, м                       | 22,5                                                    |
| Мощность привода, кВт                            | 1516                                                    |
| Усилие черпания, кН                              | 2520                                                    |
| Масса экскаватора, т                             | 480                                                     |
| Скорость передвижения, км/час                    | 2,3                                                     |

составляет 8000-12000 м<sup>3</sup>/смену. Выбор такой высокопроизводительной погрузочной техники был обусловлен необходимостью в кратчайшие сроки произвести вскрытие и подготовку рудных запасов к выемке на плановых направлениях развития горных работ.

Преимуществом электрогидравлического экскаватора RH-200 является: по сравнению с электрическими экскаваторами – большое усилие черпания (в 2,5 раза по сравнению с ЭКГ-15), что позволяет производить выемочно-погрузочные работы в забоях более высокой крепости; по сравнению с гидравлическими

экскаваторами – экономия на дизельном топливе. Введение в рабочую зону экскаваторов RH-200 значительно облегчило производственный цикл, увеличило производительность труда и повысило оперативность процессов.

Именно внедрение на определенных этапах разработки месторождения новых типов экскаваторов дало ощутимый рост производительности карьера по горной массе (рис. 8).

Характерная особенность гидравлических экскаваторов – шарнирно-сочлененная стрела с невыемной рукоятью, что ограничивает радиус их черпания. 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 15,0-16,0 м. Поэтому по условиям безопасности у гидравлических экскаваторов следует ограничить высоту забоя до высоты черпания, так как при сокращенном радиусе черпания экскаватор и кабина машиниста значительно приближены к откосу уступа. Высота уступа, при которой высота

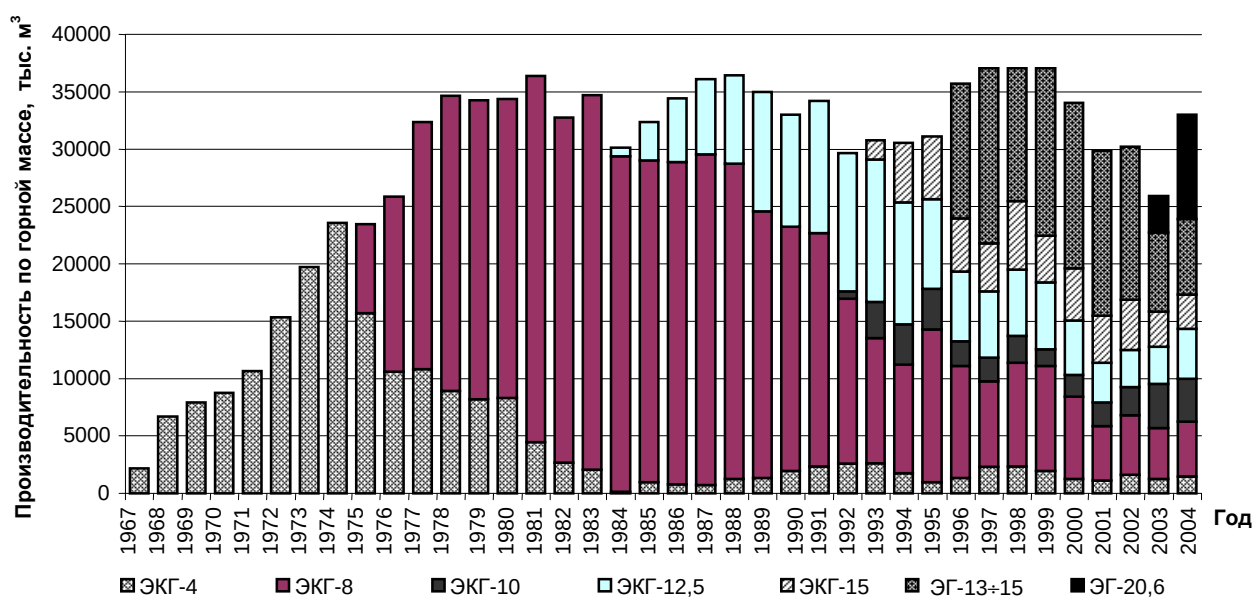


Рис. 8. Распределение объемов отгрузки из карьера Мурунтау по типам экскаваторов

забоя с учетом разрыхления пород при взрыве не будет превышать высоты черпания экскаватора, в этом случае, не должна превышать 10-12 м.

Наиболее значительным преимуществом гидравлических экскаваторов по сравнению с электрическими является их автономность, т.е. независимость от линий электропередач и маневренность за счет более высокой скорости передвижения по сравнению с электрическими экскаваторами. Поэтому введение в рабочую зону маневренных гидравлических экскаваторов значительно повышает оперативность процессов. Кроме того, независимость от линий электропередач и отсутствие питающего кабеля позволили использовать еще одно преимущество гидравлических экскаваторов - работа при установленных на два подъезда автосамосвалах.

Важную роль в повышении эффективности работы гидравлических экскаваторов; играет организация ремонтной службы, при создании которой главной целью явилось полное использование гидравлических экскаваторов в течение всей смены, когда внутри-сменные и суточные перерывы не превышают регламентированных нормами перерывов, связанных с техническим обслуживанием (ТО) оборудования. При этом для проведения ТО максимально используется время между сменным и обеденным перерывом. Для реализации такого подхода была организована централизованная система выполнения ремонтных работ и регламентного технического обслуживания силами и средствами Цеха ремонта горного оборудования карьера Мурунтау. В основу организации была заложена предупредительная система периодических ремонтов и ТО с элементами послеосмотровых ремонтов и ночного дежурства для производства внеплановых и аварийных ремонтов по потребности. Для этой цели были созданы две специализированные комплексные бригады с 12-часовым графиком работы, а также пополнена двумя специалистами, подготовленными для обслуживания гидравлических экскаваторов. Каждая из четырех комплексных бригад, занимается круглосуточным обслуживанием и ремонтом электрических канатных экскаваторов.

Существенной статьей затрат при эксплуатации гидравлических экскаваторов являются затраты на приобретение быстроизнашивающихся сменных элементов ковшей (зубьев, режущих кромок, протекторов). Ходимость зубьев всех фирм не превышает 150 ч, т.е. в год требуется более 300 зубьев на одну машину. Для снижения этих затрат силами предприятия проводится работа по освоению выпуска смен-

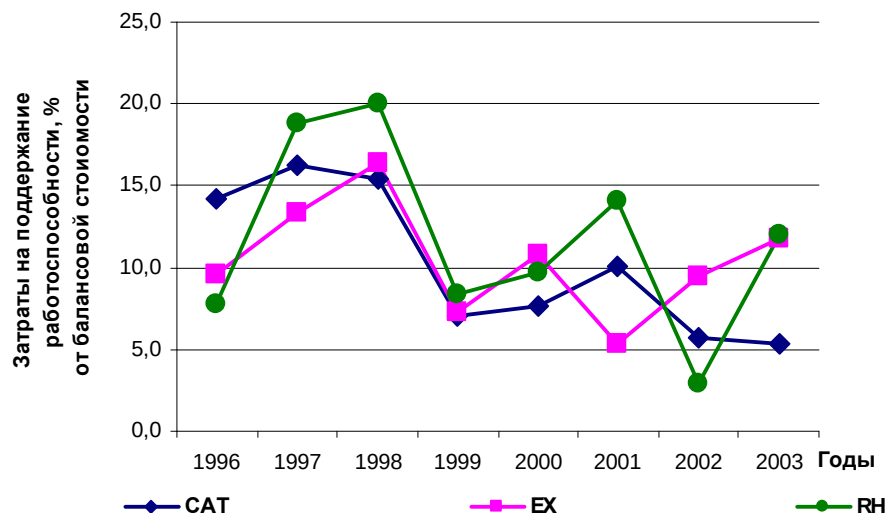


Рис. 9. Фактические затраты на поддержание работоспособности ЭГ в % от балансовой стоимости оборудования

ных элементов ковшей ПО «Навоийский машиностроительный завод» (НМЗ). На сегодняшний день разработана техническая документация и освоен выпуск практически всех сменных элементов ковша экскаватора CAT-5230. Разработан и выпускается унифицированный зуб для ковшей экскаваторов RH-170 и EX-3500. Ходимость сменных элементов ковшей ПО НМЗ не уступает, а унифицированных зубьев - превосходит фирменные образцы, стоимость же их значительно ниже.

Ведутся работы и по унификации ковшей всех фирм. Ковши всех эксплуатируемых гидравлических экскаваторов имеют слабую защищенность против износа. Для увеличения срока службы ковшей был разработан способ защиты подвижной стенки с использованием эффекта самофутерования. Результаты испытаний такого способа защиты ковшей показали, что срок их службы увеличился в 3-4 раза. Вот почему все имеющиеся ковши гидравлических экскаваторов защищены данным способом. Предложенный способ защиты ковшей уже используется иностранными фирмами.

Тот опыт, что накоплен за время эксплуатации и самое важное за время ремонта и технических обслуживания этих экскаваторов в условиях карьера Мурунтау позволяет нам достаточно уверенно прогнозировать количество отказов и планировать как предстоящие ремонты, так и материальные затраты на эксплуатацию и содержание этих машин. Фактические затраты на поддержание работоспособности гидравлических экскаваторов приведены на рис. 9.

Большая народнохозяйственная ценность получаемой продукции, экстремальные климатические условия, специфические геологические, горнотехнические особенности месторождения сделали карьер Мурунтау крупным полигоном для испытания и внедрения новейших образцов выемочно-погрузочного оборудования, а работающий на предприятии персонал накопил уникальный опыт по организации ремонтных и горно-эксплуатационных работ.

## ФЛОТАЦИЯ ФОСФОРИТОВЫХ РУД

**Аскарлов М.А.**, доцент, зав. кафедрой «Металлургия и обогащение» НГГИ, канд. техн. наук; **Донияров Н.А.**, старший преподаватель кафедры «Металлургия и обогащение» НГГИ; **Нуркулова Е.А.**, ассистент кафедры «Металлургия и обогащение» НГГИ

В результате обогащения фосфоритных руд получают концентраты двух видов: одни могут быть непосредственно использованы без дальнейшей переработки, а другие следует подвергать химической или термической переработке [1-5]. К первым относится фосфоритная мука, получаемая в результате размола богатых руд или (чаще) их первичным обогащением путем промывки и иногда флотации.

Несмотря на общую тенденцию получения высококонцентрированных, сложных удобрений сохраняется спрос на однокомпонентное удобрение – фосфоритную муку. Она вполне конкурентоспособна с другими видами минеральных удобрений ввиду простоты производства, меньшей стоимости. Достоинством фосфоритной муки является также длительность действия, связанная с постепенным превращением фосфата в почве в более растворимые и доступные для усвоения растениями соединения. Фосфоритную муку используют в качестве удобрения на кислых почвах и, кроме того, как нейтрализующую добавку к суперфосфату.

Основные кондиции на концентраты, получаемые после размола и обогащения фосфоритных руд, обуславливают содержание  $P_2O_5$  не более 24,5 % (месторождения Каратау); лимитируемые примеси:  $CO_2$  – не более 8 %,  $MgO$  – не более 3,5 %; остаток на сите с размерами отверстий 0,16 мм – не более 14 %. На технологических свойствах концентратов очень сильно сказывается количество и соотношение вредных примесей, которые специфичны для руд отдельных месторождений. Поэтому кондиции в известной мере приурочены к отдельным месторождениям. Многие предприятия выпускают продукцию, качество которой лимитируется вредными техническими условиями.

Флотационное обогащение фосфоритных руд осложняется следующими причинами:

- ✦ высокой дисперсностью фосфата, содержащегося в зернах, подлежащих разделению. Часто приходится разделять зерна с большим и меньшим количеством фосфата, обладающие близкими флотационными свойствами;

- ✦ в ряде случаев в руде присутствуют карбонаты кальция и магния, обладающие флотиремостью, близкой к флотиремости фосфатов (особые трудности возникают при выделении доломита);

- ✦ некоторые руды содержат значительное количество гидроокислов железа и других полутонких окислов, которые не только уменьшают разницу во флотиремости разделяемых частиц, но и, переходя в концентрат, ухудшают его технологические свойства.

Кроме того, измельчение руд и присутствие в них глинистых примесей обуславливают получение большого количества тонких шламов, резко ухудшающих флотацию;

- ✦ фосфоритные концентраты не могут быть слишком дорогими, и применяемые при их получении реагенты должны быть дешевыми. По той же причине нежелательно применение сложных схем флотации. В области флотационного обогащения фосфоритных руд проведено много исследований.

Основным вопросом флотации фосфоритных руд является реагентный режим: вид, расход и сочетание применяемых реагентов. В определенных случаях этот режим тесно связан со схемами флотации и применяемыми флотационными реагентами. Для флотации фосфоритов применяют реагенты, обычные для флотации других несulfидных руд. В качестве собирателей используют различные поверхностно-активные вещества (ПАВ) с солидофильной полярной группой (т.е. группой, способной взаимодействовать с поверхностью определенных минеральных частиц). Обычно эти вещества являются многокомпонентными техническими продуктами, дешевыми и малодефицитными. Почти всегда данные реагенты применяются в сочетании с малорастворимыми в воде углеводородами (аполярными собирателями). Поскольку поверхностно-активные собиратели обладают значительными пенообразующими свойствами, реагенты пенообразователи при флотации фосфоритных руд не применяют. Здесь, наоборот, необходимо не столько увеличение пенообразования, сколько получение высокоминерализованной, относительно легко разрушающейся пены. Ввиду близости флотационных свойств разделяемых минералов, особенно характерной для флотации фосфоритных руд, применяются реагенты-регуляторы. Они необходимы также для снижения отрицательного влияния на флотацию тонкодисперсных шламов. Фосфориты флотируют с применением в качестве поверхностно-активных собирателей реагентов анионного типа с карбоксильной полярной группой и, реже, катионного типов. Механизм действия собирателей при флотации фосфоритов типичен для флотации несulfидных минералов. Собиратели анионного типа закрепляются в основном хемосорбционным путем. Их полярные группы вступают в химическую связь с катионами поверхности. В начале фосфориты флотировали с помощью олеиновой кислоты (дорогого и дефицитного реагента), затем систематически проводили изыскания по замене этого реагента. Из заместителей эффективно применялись сульфатное масло, таловое масло, кубовые ос-

татки высших жирных спиртов, отходы производства себадиновой кислоты и др. При флотации фосфоритов (так же, как и многих других полезных ископаемых) целесообразно добавление реагентов, состоящих из аполярных молекул. Установлено, что флотация фосфоритов, особенно в присутствии шламов, с помощью сырого или дистиллированного талового мыла значительно улучшается при добавлении аполярных собирателей (керосина, солярового масла и т.п.). В этом случае не только повышаются качество концентрата и извлечение в него фосфата, но и возрастает минерализация пены, что делает ее легкоразрушаемой и облегчает дальнейшие операции перемешивания флотацию, сгущение и фильтрование.

Промышленные испытания и практика эксплуатации флотационных фабрик, обогащающих фосфоритовые руды, подтверждают целесообразность предварительного эмульгирования аполярных реагентов, чем повышается на несколько процентов извлечение  $P_2O_5$  в концентрат. Механизм действия аполярных углеводородов состоит в гидрофобизации поверхностно флотируемых частиц и повышении прочности их закрепления на пузырьках воздуха. Кроме того, аполярные реагенты улучшают свойства флотационной пены, придавая ей оптимальную устойчивость.

При флотации фосфоритных руд также применяются реагенты-регуляторы, обычные для флотации несulfидных руд. Чаще всего используют жидкое стекло, гексаметафосфат натрия. Они подавляют флотацию части минералов, пептизируют тонкие шламы, улучшают свойства пены. Тонкие шламы (частицы размером менее 1-2 мкм) оказывают явно выраженное отрицательное действие.

При флотации фосфоритов ухудшение процесса происходит за счет того, что:

- тонкие шламы переходят в пену малоизбирательно и часто разубоживают концентрат;
- зернистые частицы флотируются плохо. Только после удаления шламов, флотация зернистых частиц восстанавливается (обычно неполностью);
- флотация резко замедляется;
- флотационная пена мало минерализована и чрезмерно устойчива.

Известен ряд приемов устранения вредного влияния тонких шламов на флотацию. Из них при флотации фосфоритов применяется три: предварительное обесшламливание пульпы, применение аполярных реагентов и реагентов пептизаторов. В тех случаях, когда шламы могут быть использованы как фосфорсодержащее сырье и их приходится удалить в отвал, предварительное обесшламливание пульпы связано с большими потерями фосфора. Добавление аполярных реагентов, уменьшающих устойчивость пены, частично снижает вредное влияние тонких шламов на флотацию фос-

форитов. Большой эффект дает применение реагентов-пептизаторов типа жидкого стекла, соды и их сочетания. Положительное действие реагентов-пептизаторов резко уменьшается в присутствии в руде гипса, который встречается в фосфоритных рудах в значительных количествах. По-видимому, продукт растворения гипса – сернокислый кальций, являющийся сильным коагулянт, кроме того, связывает соду и жидкое стекло в труднорастворимые соединения карбоната и силиката кальция. Отмывка продуктов растворения гипса значительно повышает эффективность действия реагентов-пептизаторов. Сочетание таких методов, как кислотно-автоклавные способы, магнитное обогащение, сухое обогащение, гравитационное обогащение требуют новых экономически выгодных способов переработки фосфоритного сырья. Все это вместе способствует созданию безотходной технологии, что является актуальной задачей современного производства. В связи с этим нами были исследованы закономерности флотационного обогащения Джерой-Сардаринских фосфоритовых руд в слабокислой среде (рис. 1, 2).

Измельчение руды проводилось в лабораторном измельчителе-истирателе до крупности класса 0,074 мм (65 %) крупности. Флотационные опыты были проведены в лабораторной флотомашине емкостью камер 3 л и 0,5 л, т.е. основная и контрольная флотация проводилась во флотомашине объемом камеры 0,5 л, конструкции «ГИНЦВЕТМЕТ». Учитывая дефицитность отдельных флотореагентов и эффективность процесса диспергирования, перед флотацией для первой серии опытов приняли следующий состав и режим флотации фосфоритовой руды. Расход реагентов, применяемых нами в первой партии исследования флотации фосфоритовой руды составил: ОП-10 – 3 г/т, керосин – 5 г/т, известь – 170 г/т, жидкое стек-

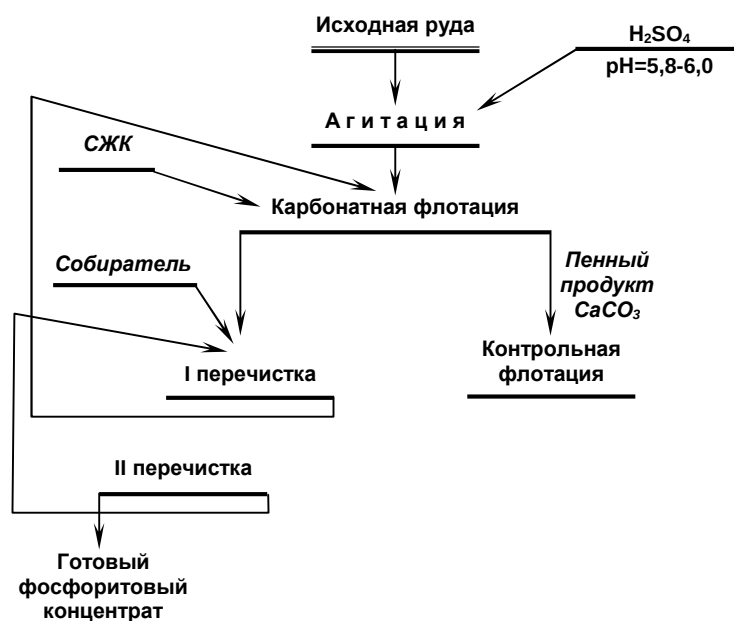


Рис. 1. Постановка опытов по замкнутой схеме



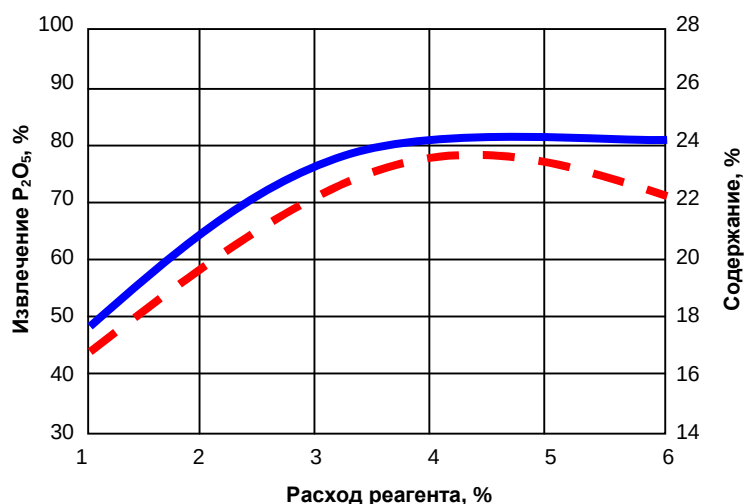


Рис. 2. Зависимость извлечения и содержания  $P_2O_5$  от расхода собирателя ОП-10 и реагента «Фомоль»

— ОП-10  
— реагент «Фомоль»

ло – 50 г/т, Т-80 – 20 г/т, хлористый кальций – 500 г/т руды. Режим флотации включал измельчение руды до 65 % класса 0,074 мм. Опыты проведены сначала по открытой схеме флотации. При основной флотации, расход применяемых реагентов составил: ОП-10 до 3 г/т (вместо ОП-4, применили ОП-10 потому, что фабрика применяет именно этот реагент, кроме этого ОП-4 не оказалось в нашей лаборатории). Опыты также показали, что вместо ОП-4 и ОП-10, можно использовать флотореагент «Фомоль» в количестве 10 г/т руды. Продолжительность флотации 10 мин для основной и 15 мин – для контрольной. Расход вспенивателя приняли как во флотации руд тяжелых цветных металлов. При контрольной флотации расход всех реагентов сокращался в два раза. При изменении расхода ОП-10, наблюдалась зависимость извлечения и выхода полезного компонента в концентрат. Проводили также опыты при изменении расхода ОП-10 с 10 г/т до 50 г/т руды. Опыты показали, что наилучшие результаты получения фосфоритового концентрата по содержанию  $P_2O_5$  достигает при расходе ОП-10 – 10-50 г/т. Далее проводили опыты по замкнутому циклу в схеме флотации (рис. 1). Для флотации (удаления карбонатов), применили синтетическую жирную кислоту (СЖК), а в качестве собирателя для фосфоритов – реагент «Фомоль».

Провели лабораторные опыты в замкнутом цикле из 3 навесок руды в разработанном режиме, с расходом реагента «Фомоль» – 10 г/т и двумя перечистками основного концентрата. Такую флотацию можно называть – флотовыщелачиванием. Потому как выщелачивание проводится во время агитации пульпы во флотомашине с добавкой серной или азотной кислот. Проводя трехкратную флотацию можно получить два сырья для различных сортов удобрений. В первом случае получается пенный продукт карбонатный концентрат с содержанием  $P_2O_5$  до 6-7 %, который можно

использовать для получения кальциевых удобрений для почв. Затем, добавляя собиратель «Фомоль», можно получить фосфоритовый концентрат с содержанием до 23-26 %  $P_2O_5$ , пригодный для получения аммофоса.

На рис. 2, показана, зависимость извлечения  $P_2O_5$  от расхода собирателей ОП-10 и реагента «Фомоль». Как видно из рис. 2, новый реагент «Фомоль» является недефицитным, легко доступен и дешев, по сравнению с другими собирателями.

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

➤ Сравнительный анализ вещественного состава фосфоритовых руд показал, что по минералогической характеристике и характеру вкрапленности минералов, а также трудности обогащения руды Джерой-

Сардары являются наиболее сложными по составу, шламистыми, содержащими различные минералы фосфоритовых руд и урана, но тем не менее близкими к рудам бассейна Каратау (Казахстан), и, наиболее, к карбонатным рудам Алжира.

➤ Наибольшее распространение для обогащения карбонатных магнийсодержащих руд получил процесс флотации (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.

➤ Необходимо проводить исследования комбинированных схем обогащения, уточняя порядок реагентных режимов и технологических операций.

➤ Из флотационного метода обогащения можно ожидать перспективную схему карбонатно-фосфатной флотации руд, а значит, необходим комплекс специальных исследований по переработке режимов карбонатной и фосфатной флотации, а также испытания новых, еще неизвестных флотационных реагентов.

#### Список литературы:

1. Класен В.И. Обогащение руд. М., «Недра» 1987г.
2. Позин М.Е. Технология минеральных удобрений. М., «Химия» 1983 г.
3. Фосфориты. Специальный выпуск. Германия. 2002г. с 40-43.
4. У.З. Исследования по комплексному использованию ценных компонентов фосфоритовых руд Центральных Кызылкумов. Ж. Горный вестник Узбекистана. №1 2001 г. с 77-79.
5. Аскарлов М.А., Хасанов А., Хушваков О.Б., Махмудова Ф. Изучение условий пеногашения аполиарными реагентами при переработке фосфорных концентратов. Горный вестник Узбекистана. № 1 2001. с 81-82.

# ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ДЕЗИНТЕГРАЦИИ В МЕЛЬНИЦАХ МОКРОГО РУДНОГО ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Агапов Д.А., мастер цеха № 2 ГМЗ-2 Центрального рудоуправления НГМК, магистр

Известно, что с понижением содержания полезного компонента в руде, вовлекаемой в переработку, для поддержания выпуска готовой продукции на прежнем уровне необходимо постоянно увеличивать переработку сырья. Это, в свою очередь, напрямую зависит от повышения производительности отделений рудоподготовки на горно-обогастительных комбинатах. Поскольку, основным лимитирующим элементом по общей производительности на гидрометаллургическом заводе № 2 является отделение измельчения, то одним из направлений исследовательских работ является интенсификация процессов измельчения, которая в большей степени происходит за счет повышения требований, предъявляемых к измельчительной аппаратуре, а именно: высокая производительность, минимальный удельный расход энергии и возможно меньшее переизмельчение. В связи с этим возникает необходимость в комплексном исследовании процессов, происходящих при дезинтеграции руды и, на основе полученных результатов, внедрение новаторских предложений на производстве.

На ГМЗ-2 на операции дробления и измельчения приходится наибольшая доля затрат в общей стоимости переработки, главной статьей которой, является энергозатраты. Для их уменьшения на предприятии были внедрены в эксплуатацию мельницы мокрого полусамоизмельчения ММС 70×23, которые позволяют исключить из цикла рудоподготовки среднее и мелкое дробление. Для доизмельчения продукта ММС, которые используются в первой стадии измельчения, применяются шаровые мельницы второй стадии измельчения МШЦ 45×60 с центральной разгрузкой. Конечным продуктом измельчения является слив классификаторов 2КСП-24 с содержанием кл. - 0,074 мм – 77,8 %.

ММС работают в режиме полусамоизмельчения с добавкой шаров в количестве 70 т диаметром 100 мм - данные значения шарозагрузки и диаметра ограничены по условиям сохранения целостности футеровки мельницы.

Известно, что от профиля футеровки во многом зависят технико-экономические показатели работы мельницы. Опыт эксплуатации, существовавшей до недавнего времени футеровки № 5, 6 «коробчатая», выявил определённые недостатки в её конструкции. В результате применения оригинального решения был предложен новый способ изготовления и укладки этой футеровки, внедрение которого позволило увеличить пробег мельницы с 3768 до 4250 ч [1]. Весь комплекс проведённых технических мероприятий, позволивших повысить долговечность футеровки,

может быть использован для повышения энергонапряженности в барабане мельницы за счёт загрузки измельчающих тел большего диаметра.

Очевидно, что в условиях эксплуатации мельниц ММС на ГМЗ-2 внедрение шаров диаметром 125 мм повысит интенсивность измельчения руды, но в то же время уменьшится «ходимость» футеровки и соответственно понизится коэффициент использования оборудования. Для анализа данной задачи требуется более детальное рассмотрение всего круга вопросов, возникающих при теоретическом и практическом исследовании.

Разумеется, что применение шаров диаметром 125 мм по сравнению со 100 мм даст прирост оптимальной крупности руды поступающей в мельницу. Так, в соответствии с формулой К.А. Разумова [2]:

$$D_{ш} = i \sqrt[3]{d}$$

где  $D_{ш}$  - максимальный размер шара, мм;

$d$  - максимальный размер куска измельчаемого материала, мм;

$i$  - коэффициент, зависящий от прочности руды (для руд Мурунтау  $i=25÷27$ ).

$$\text{Отсюда } d = \left( \frac{D_{ш}}{26} \right)^3$$

При использовании шаров диаметром 100 мм максимальный размер куска составит 57 мм, а при использовании шаров 125 мм составит 110 мм. Минимальный размер куска  $d_{min}$  загружаемый в мельницу определяется по той же формуле через диаметр шаров, которые фактически не участвуют в процессе измельчения. Такие шары имеют диаметр 40 мм, соответственно  $d_{min}=3,6$  мм. Таким образом, при измельчении шарами  $D_{ш}=40-100$  мм, оптимальная крупность питания ММС находится в пределах -  $57+3,6$  мм. Доля такой фракции в питании составляет 56 % (табл.). При измельчении шарами  $D_{ш}=40-125$  мм, оптимальная крупность питания ММС составляет -  $110+3,6$  мм – 80 %. Соответственно, увеличение оптимальной крупности в питании мельницы за счет использования шаров диаметром 125 мм составит 24 %.

В общем виде можно принять, что производительность мельницы  $Q$  функционально зависит от полезной потребляемой мощности  $N_{пол}$  (мощности, затрачиваемой на приведение в движение материала, находящегося в барабане) и эффективности измельчения  $e$  - закон Риттингера [3]:



Т а б л и ц а

Гранулометрическая характеристика руды поступающей на измельчение в ММС

| Класс крупности, мм | +100 | -100+40 | -40+20 | -20+5 | -5+0,074 | -0,074 |
|---------------------|------|---------|--------|-------|----------|--------|
| Выход, %            | 17,3 | 23,7    | 17,6   | 25,2  | 13,6     | 2,6    |

$$Q = N_{пол} \cdot e,$$

где  $e = \frac{k_u}{6d^{-1}(d^{-1} - D^{-1})}$  - эффективность

измельчения, т/(кВт·ч);

$k_u$  - коэффициент пропорциональности, зависящий от измельчаемости материала;

$D$  и  $d$  - средний размер исходного и измельченного материала.

В свою очередь,  $N_{пол}$  зависит от степени заполнения мельницы материалом  $\varphi_0$  (руда+шары) и его удельного (насыщенного) веса  $\delta$ :

$$N_{пол} = K\varphi_0\delta,$$

где  $\varphi_0 = \varphi_{ш} + \varphi_p$ ,  $\varphi_{ш}$  - степень заполнения шарами;

$\varphi_p$  - степень заполнения рудой.

Таким образом, увеличение содержания фракции оптимальной крупности в питании ММС на 24 % позволит повысить эффективность измельчения и, в конечном счете, по результатам элементарного анализа, даст прирост общей производительности мельницы 7-20 % [4].

В целях определения технологических и технико-экономических показателей применения шаров диаметром 125 мм был проведен эксперимент на блоке № 17 ГМЗ-2. По выходу блока из капитального ремонта, в мельницу ММС 70×23 № 25 было загружено 36 т шаров диаметром 125 мм и 36,8 т шаров б/у, дальнейшая загрузка производилась только шарами диаметром 125 мм. В течение всего периода испытаний проводились замеры основных параметров измельчения - плотность и гранулометрический состав продуктов измельчения и классификации, производительность мельниц, потребляемая мощность, состояние футеровки.

В ходе эксперимента выяснилось, что производительность ММС по готовому классу -0,074 мм выросла в среднем на 4,4 % и при переработке блока в среднем 154,3 т/ч содержание класса -0,074 мм в сливе классификатора остается на уровне 80 %. Прирост переработки при применении шаров диаметром 125 мм составляет в этом случае 8 т/ч - средняя переработка блока при использовании шаров диаметром 100 мм - 146,3 т/ч. При дальнейшем увеличении нагрузки на ММС в среднем до 171,4 т/ч режим работы блока становится неустойчивым, происходит выброс песков класса +0,15 мм в слив классификатора, что снижает содержание готового класса до 73,9 % (рис. 1).

При испытании шаров диаметром 125 мм удалось определить максимальную пропускную способность ММС, путем увеличения объема второй стадии, включив в схему блока № 17 мельницу МШЦ 36×55 № 27. Содержание готового класса - 0,074 мм в объединенном сливе

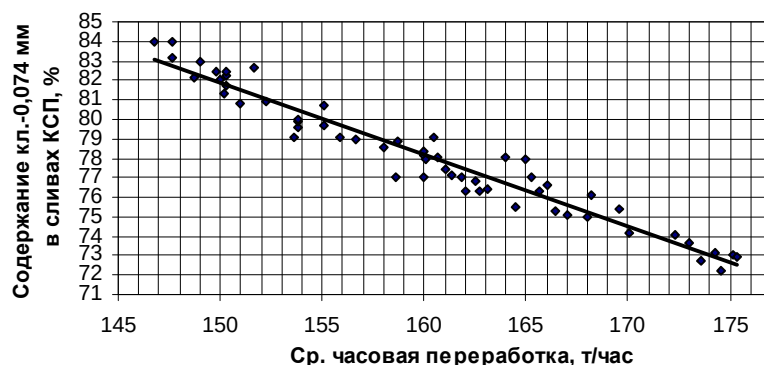


Рис. 1. Зависимость тонины помола от производительности блока

составило 80,4 % при переработке в среднем 172,6 т/ч. За одну смену переработка достигла максимума 183 т/ч, что дает основание предполагать о возможности расширения объема второй стадии измельчения.

При работе с шарами диаметром 125 мм, в связи с интенсивным износом футеровки, срок ее службы уменьшился на 600 ч (рис. 2), что приводит к увеличению количества перефутеровок ММС. Для нового режима работы мельниц построен график ремонтов блоков с учетом их межремонтного пробега равного 3400 ч. С помощью такого графика установлено, что при пробеге мельницы ММС 70×23 - 3400 ч КИО составит 0,81.

Для сравнения годовой переработки мельницы ММС с шарами диаметром 100 мм и 125 мм сделан расчет условной годовой переработки на одном мельничном блоке:

- диаметр 100 мм:  $143,1 \times 24 \times 365 \times 0,83 = 1\,040\,451$  т/год;

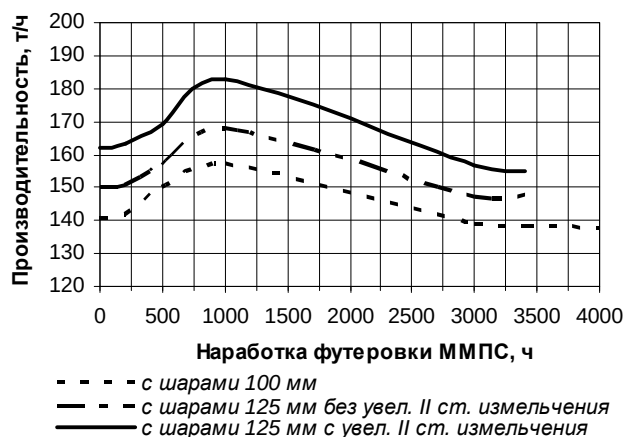


Рис. 2. Общая производительность блока при различных режимах измельчения

- диаметр 125 мм:  $151,1 \times 24 \times 365 \times 0,81 = 1\,072\,145$  т/год.

При увеличении объема второй стадии измельчения путем установки мельницы МШЦ 36×55 на блок использующий ММС с шарами 125 мм условная годовая переработка для одного блока составит:

-  $168,8 \times 24 \times 365 \times 0,81 = 1\,197\,737$  т/год.

Таким образом, прирост по условной годовой переработке на один блок при штатной схеме составит 31 694 т (3 %), а при наращивании второй стадии измельчения - 157 286 т (15 %).

По результатам испытаний получены следующие показатели:

➤ прирост переработки по сухой руде без расширения второй стадии измельчения составил 8 т/ч (5,2 %), а при включении в схему блока МШЦ 36×55 – 26,3 т/ч (18 %).

➤ производительность ММС по готовому классу - 0,074 мм выросла в среднем на 4,4 %;

➤ межремонтный пробег мельницы снизился с 4000 ч до 3400 ч;

➤ КИО мельницы снизился с 0,83 до 0,81;

➤ удельный расход электроэнергии снизился на 4,6 %;

➤ удельный расход футеровки ММС увеличился на 9,8 %;

➤ удельный расход шаров снизился на 12,7 %.

Таким образом, можно сделать следующие выводы:

➤ Применение шаров диаметром 125 мм повышает интенсивность измельчения I стадии, вследствие чего повышается пропускная способность ММС на 18 %.

➤ Для максимального использования достигнутой интенсивности измельчения и пропускной способ-

ности мельницы I стадии (при использовании шаров Ø 125 мм) необходимо увеличить объем II стадии каждого измельчительного блока на  $27 \div 30$  м<sup>3</sup>. При этом прирост переработки по цеху составит не менее 3 млн т/год.

➤ Использование шаров Ø 125 мм в I стадии измельчения на всех имеющихся измельчительных блоках ГМЗ-2 при существующих объемах II стадии измельчения позволит дополнительно переработать руды не менее 1 млн т /год.

➤ Увеличение расхода футеровки потребует повышения количества капитальных ремонтов и увеличения численного состава ремонтно-механического цеха.

В целом, исследования показали практическую целесообразность применения шаров увеличенного диаметра. Прирост производительности по цеху измельчения будет зависеть от возможности наращивания объема второй стадии измельчения. Ответ на данный вопрос потребует проведения более детального рассмотрения технологических и технико-экономических аспектов в сфере потенциальных возможностей отделения измельчения цеха измельчения ГМЗ-2.

#### Список литературы:

1. Киченко В.И., Поварницин В.И., Петренко А.В., Юматов М.Р. Совершенствование конструкций футеровки мельниц. // Цветные металлы. 2004 г. № 6. с. 72-74.
2. Разумов К.А. Проектирование обогатительных фабрик. М.: Недра, 1982. 504 с.
3. Серго Е.Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. М.: Недра, 1985. 285 с.
4. Яшин В.П., Бортников А.В. Теория и практика самоизмельчения. М.: Недра, 1978. 229 с.

УДК 001.5

© Кувандиков О.К., Шакаров Х.О., Шодиев З.М., Убайдуллаева С.Ш. 2005 г.

## ИЗУЧЕНИЕ ПАРАМАГНИТНЫХ СВОЙСТВ ПИРИТА, АРСЕНОПИРИТА И ХАЛЬКОПИРИТА ПРИ ВЫСОКИХ ТЕМПЕРАТУРАХ

Кувандиков О.К., профессор СамГУ; Шакаров Х.О., доцент СамГУ; Шодиев З.М., ассистент СамГУ; Убайдуллаева С.Ш., магистрант СамГУ

Железо и его соединения с другими металлами широко используется в качестве основного сырья при изготовлении постоянных магнитов, сердечников для электромагнита, трансформаторов, дросселей и т.д. К сегодняшнему дню температурная зависимость парамагнитной восприимчивости  $\chi(T)$  чистого железа подробно измерена многими исследователями [1-4] в широком интервале температур, охватывающим его жидкое состояние и интерпретирована на основе полиморфных и магнитных фазовых переходов, происходящих в железе. По результатам этих исследований зависимость  $\chi^{-1}(T)$  железа имеет сложный характер.  $\chi^{-1}$  растёт при температуре магнитного фазового перехода ( $q_p=770$  °С) ферромагнит-парамагнит скачком; увели-

чивается в интервале температур 770-910 °С линейно, а при полиморфном переходе  $\alpha$ -Fe(ОЦК)→ $\gamma$ -Fe(ГЦК) (при 910 °С)- скачком; в интервале температур 910-1392 °С увеличивается линейно и при полиморфном переходе  $\gamma$ -Fe(ГЦК)→ $\delta$ ( $\alpha$ )-Fe(ОЦК) (при 1392 °С) уменьшается скачком; увеличивается в интервале температур 1392-1536 °С - линейно, при плавлении (1536 °С)- скачком; а затем - линейно.

К сегодняшнему дню магнитные свойства соединения железа с немагнитными металлами при высоких температурах мало изучены. Это связано с трудностями проведения прецизионного магнитного измерения при высоких температурах.

Цель данной работы - экспериментальное изучение зависимости  $c(T)$  соединений (минералов) железа с немагнитными металлами (S, As, Cu) пирита ( $\text{FeS}_2$ ), арсенопирита ( $\text{FeAsS}$ ) и халькопирита ( $\text{CuFeS}_2$ ), входящих в состав горных пород Узбекистана. Зависимости  $c(T)$  измеряли методом Фарадея с помощью вертикально-маятниковых весов [5], в тиглях из  $\text{Al}_2\text{O}_3$  и в избыточной атмосфере очищенного гелия. Максимальная относительная ошибка измерения  $c$  не превышает 3 %.

Зависимости  $c(T)$  для пирита и арсенопирита измеряли в интервале температур 20-800 °С, а халькопирита – в 500-900 °С. Результаты измерений в виде зависимости  $c^{-1}(T)$  приведены на рис. Из рис. видно, что зависимость для пирита (график 1) имеет сложный характер:  $c^{-1}$  в интервале температур 20-500 °С увеличивается нелинейно (подтверждено анализом зависимости  $c(T)$ ; увеличивается при температуре 500 °С скачком, в интервале температур 510-570 °С - линейно, при 570 °С - скачком, а в интервале температур 570-670 °С - линейно; при 670 °С уменьшается скачком, а затем увеличивается линейно.

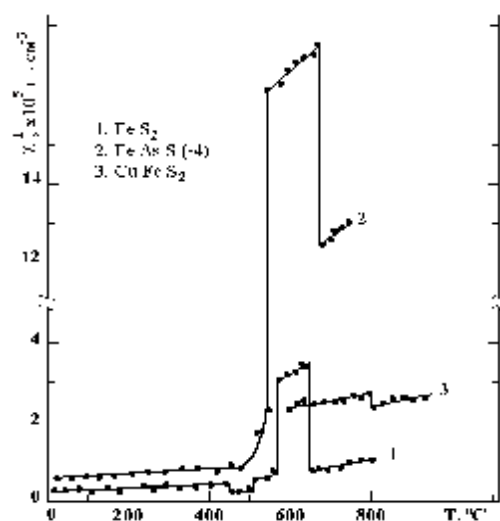


Рис. Зависимость  $c^{-1}(T)$

Линейный характер зависимости  $c^{-1}(T)$  пирита в интервалах температур 510-560 °С, 570-660 °С и 670-770 °С свидетельствует о том, что эта зависимость подчиняется закону Кюри-Вейсса:

$$c = \frac{C}{T - q_p} \quad (1)$$

где  $C$  – постоянная Кюри-Вейсса;

$q_p$  – парамагнитная температура Кюри.

Анализ зависимости  $c^{-1}(T)$  арсенопирита (график 2) показал следующее:  $c^{-1}$  увеличивается с ростом температур; в интервалах температур 20-480 °С, 490-550 °С, 560-680 °С и 680-750 °С; при 480 °С и 550 °С - скачком, а при 680 °С уменьшается тоже

скачком. Зависимость  $c^{-1}(T)$  арсенопирита в интервалах температур 480-550 °С, 560-680 °С и 680-750 °С имеет линейный характер. Это свидетельствует о том, что зависимость  $c(T)$  арсенопирита в указанных интервалах температур подчиняется закону Кюри-Вейсса в виде (1).

Зависимость  $c(T)$  для халькопирита измеряли в интервале температур 500-900 °С. Анализ зависимости  $c^{-1}(T)$  (график 3) халькопирита показал, что эта зависимость по сравнению с зависимостями  $c^{-1}(T)$  пирита и арсенопирита имеет более простой характер:  $c^{-1}$  растет в интервале температур 600-800 °С и 800-900 °С линейно, а при 800 °С уменьшается скачком. Это свидетельствует о том, что зависимость  $c^{-1}(T)$  халькопирита, в указанных интервалах температур подчиняется закону Кюри-Вейсса в виде (1). Аномальные изменения на экспериментальных зависимостях  $c^{-1}(T)$  исследуемых образцов можно объяснить вышеописанными результатами для чистого железа [1-4]. Сложный характер зависимости  $c^{-1}(T)$  чистого железа своеобразно отражается и на зависимостях  $c^{-1}(T)$  изученных соединений на основе железа в зависимости от температуры и состава немагнитных металлов (As, S, Cu).

Следовательно, аномальные изменения на зависимостях  $c^{-1}(T)$  изученных образцов происходят из-за магнитных и структурных (полиморфных) фазовых переходов, происходящих в них при определенных температурах. В пирите при 500 °С происходит магнитный фазовый переход ферромагнит-парамагнит, а при температурах 570 °С и 670 °С – соответственно, структурные переходы ОЦК→ГЦК и ГЦК→ОЦК. Эти фазовые переходы при указанных температурах, на зависимости  $c^{-1}(T)$  пирита отражаются скачком (график 1). В арсенопирите при 480 °С происходит магнитный фазовый переход ферромагнит-парамагнит, а при 550 °С и 650 °С, соответственно, полиморфные переходы ОЦК→ГЦК и ГЦК→ОЦК. В халькопирите при 800 °С происходит структурный переход в его кубической решетке ГЦК→ОЦК. Эти фазовые переходы отражаются на зависимости  $c^{-1}(T)$  FeAsS и CuFeS<sub>2</sub> (график 2 и 3) в виде скачков при температурах этих переходов.

Применением метода наименьших квадратов [6] на экспериментальные зависимости изученных образцов рассчитывали их парамагнитные характеристики  $C$ ,  $q_p$ , магнитный момент приходящийся на химическую формулу ( $m_\phi$ ) и эффективный магнитный момент приходящийся на один атом железа ( $m_{эфф}$ ). Результаты расчетов приведены в табл. Сведения для чистого железа приведенные в табл., получены из [5]. Анализ табл. показывает, что магнитные характеристики ( $q_p$  и  $m_{эфф}$ ) изученных соединений меньше, по сравнению с магнитными характеристиками чистого железа. Это можно объяснить увеличением расстояния между магнитными ионами железа, находящихся в узлах подрешетки изученных соединений. Благодаря именно этой причине уменьшается магнитное обменное взаимодействие электронов 3d – оболочки ионов железа ответственные

за возникновение магнитного упорядочения изученных соединений.  $q_p$  является энергетической мерой обменного взаимодействия.



Таблица

Результаты расчетов

| Образцы            | Температурный интервал, °С | $C, 10^{-3} \text{ см}^3 \text{ Кг}^{-1}$ | $q_p, \text{ К}$ | $m_{\text{фр}}, m_{\text{Б}}$ | $m_{\text{эфф}}, m_{\text{Б}}$ |
|--------------------|----------------------------|-------------------------------------------|------------------|-------------------------------|--------------------------------|
| Fe                 | 770-910                    | 2,81                                      | 1053             |                               | 3,54                           |
|                    | 910-1392                   | 9,3                                       | -2027            |                               | 6,47                           |
|                    | 1392-1536                  | 2,5                                       | 1100             |                               | 3,34                           |
| FeS <sub>2</sub>   | 510-560                    | 2,0                                       | 723              | 1,39                          | 1,78                           |
|                    | 570-660                    | 1,41                                      | 393              | 1,16                          | 1,48                           |
|                    | 670-770                    | 4,89                                      | 413              | 2,16                          | 2,68                           |
| FeAsS              | 480-550                    | 0,315                                     | 733              | 0,64                          | 0,83                           |
|                    | 560-670                    | 0,684                                     | -347             | 0,94                          | 1,22                           |
|                    | 680-750                    | 0,625                                     | 223              | 0,90                          | 1,17                           |
| CuFeS <sub>2</sub> | 610-800                    | 7,496                                     | -627             | 3,32                          | 5,13                           |
|                    | 810-900                    | 3,420                                     | 148              | 2,24                          | 3,47                           |

На основании полученных результатов в работе можно сделать следующие выводы.

1. Зависимости  $c^{-1}(T)$  соединений (минералов) FeS<sub>2</sub>, FeAsS и CuFeS<sub>2</sub> в парамагнитной фазе подчиняется закону Кюри-Вейсса.

2. Немагнитные металлы S, As и Cu уменьшают магнитные свойства (характеристики) железа.

## Список литературы:

1. Вертман А.А., Самарин А.М. Магнитная восприимчивость никеля, кобальта и железа при высоких температурах в жидком состоянии. 1960, с. 326-329.
2. Невзорова Э.Г., Гельтеков Б.П., Радковский И.З., Гельд П.В. Магнитная восприимчивость никеля и железа при высоких температурах. Изв. вузов. Черная металлургия, 1972, № 9, с. 105-109.
3. Довгополь С.Г., Радковский И.З., Гельд П.В. Влияние плавления на магнитных характеристики, железа, кобальта и никеля. 1973, т. 212, № 1, с. 83-85.
4. Кувандиков О.К., Шакаров Х.О., Иргашев К.М. Высокотемпературная установка для измерения магнитной восприимчивости 3d и 4f металлов в твердом и жидком состоянии. В сб.: Оптико-акустические, электрические, магнитные исследования конденсированных сред. Самарканд, 1982 г.
5. Шакаров Х.О. Магнитная восприимчивость интерметаллических соединений лантаноидов при высоких температурах. Канд. диссертация, Самарканд, 1983.
6. Шакаров Х.О., Усманов Б.И. Применение микро ЭВМ в НИРС по физике. Методические рекомендации, Самарканд, Ротопринт, СамГПИ, 1989, с. 37.

УДК 001.5

© Бахадирханов М.К., Камолов И.Р. 2005 г.

## НОВЫЙ МЕТОД ИЗГОТОВЛЕНИЯ Au-n-InP ДИОДОВ ШОТТКИ С ПЕРЕХОДНЫМ СЛОЕМ

Бахадирханов М.К., профессор ТашГТУ, докт. физ.-мат. наук; Камолов И.Р., ст. преподаватель НГПИ

Данная работа посвящена детальному анализу электрофизических свойств металл-полупроводника (МП) с барьером Шоттки (БШ) на InP. На его основе установлены токопереносы в контактах и влияние на них концентрации основных носителей заряда и температуры. Дано обоснование необходимости применения для описания характеристик МП структур на InP, модели контактов с переходным слоем. Для приближения к реальным условиям БШ создавались на химически обработанных поверхностях InP с помощью вакуумного и термического распыления и электрохимического осаждения металлов. Анализу подвергались в основном ВА (вольт-амперные) и ВФ (вольт-емкостные) характеристики, которые позволяют оценить основные параметры границы раздела МП. Концентрация электронов  $n=9 \cdot 10^{15}-4 \cdot 10^{16} \text{ см}^{-3}$ , ориентации (100), площади контакта  $S=3 \cdot 10^{-2} \text{ см}^2$ .

Для лучшего понимания свойств полученных МОП (металл - тонкий окисный слой - полупроводник) структур вольтамперные характеристики были измерены при различных температурах. Обнаружено, что обратные токи утечки малы при низких температурах. Они меньше чем  $10^{-9} \text{ А}$  при -1 В ниже 270 К.

На рис. 1 показаны обратные ВАХ для МОП структур с одним промежуточным окисным слоем, измерены при нескольких температурах выше 280 К. Обратные токи утечки возрастают с ростом температуры.

Однако, токи утечки, показанные на рис. 1, намного меньше, чем токи утечки, наблюдаемые в общепринятых n-InP контактах Шоттки [1-2]. Плотность обратного тока имеет значение  $I_{\text{нас}}=1,8 \cdot 10^{-8} \text{ А/см}^2$  при 2 В и 300 К.

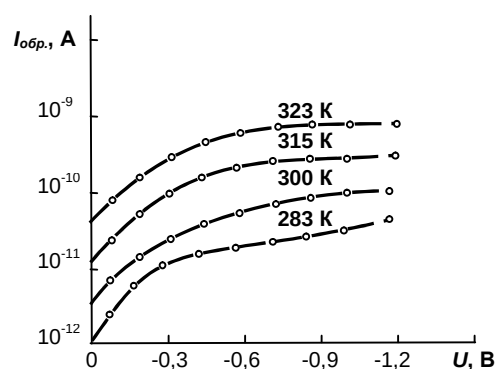


Рис. 1. Обратные ВАХ Au-n-InP структур с промежуточным окисным слоем при различных температурах



Коэффициент идеальности оценивался при каждой температуре, что и показано на рис. 2. Явной зависимости  $n$  от температуры не обнаружено.

Несмотря на наличие промежуточного окисного слоя, коэффициент идеальности  $n$  довольно хорошо приближается к единице, т.е.  $n=1,2$ . Эти результаты означают, что избыточные токи, такие как ток рекомбинации, существенно не влияют на прямых смещениях. В области низких температур наблюдается увеличение  $n$ . Это показывает, что при низких температурах увеличиваются избыточные токи за счет рекомбинационных составляющих тока.

Обнаружена линейная зависимость  $q\Phi_{\delta}$ , как теоретически ожидаемая. Наклон прямой  $q\Phi_{\delta}=f(m)$  пропорционален фактору туннелирования электрона  $2(2mc)^{1/2} d/h$ . Хорошо известно, что, когда контактирующий металл осаждается на химически травленную полупроводниковую поверхность, тогда металл и полупроводник не находятся в близком контакте. Между металлом полупроводником обязательно присутствует тонкий промежуточный окисный слой. Поэтому тонкий промежуточный окисный слой присутствует даже в общепринятом контакте Шоттки без какого-либо специально создаваемого промежуточного окисного слоя. Для общепринятых  $n$ -InP контактов Шоттки  $q\Phi_{\delta}$  меньше 0,5 эВ при комнатной температуре. В данной структуре  $q\Phi_{\delta}=0,86$  эВ при  $T=300$  К и приблизительно на 0,4 эВ больше значений для общепринятых  $n$ -InP контактов Шоттки. Такая разница значений  $q\Phi_{\delta}$  вытекает из того, что и  $q\Phi_{\delta}$ , и  $2(2mc)^{1/2} d/h$  зависят от процесса формирования промежуточного слоя.

Из зависимости  $\ln(I_{nac}/T)=f(1/T)$  определяли точное значения  $q\Phi_{\delta}$  и  $2(2mc)^{1/2} d/h$ .

$$\ln(I_{nac}/T^2)=q\Phi_{\delta}/kT-2/h(2mc)^{1/2}+\ln(A*S) \quad (1)$$

Наклон Ричардсоновской зависимости пропорционален  $q\Phi_{\delta}$ . Фактор туннелирования  $2(2mc)^{1/2} d/h$  определяется из экстраполированного пересечения прямой  $\ln(I_{nac}/T^2)$  этой зависимости. На рис. 3. показана Ричардсоновская зависимость, полученная из данных тока и напряжения.

Высота барьера  $q\Phi_{\delta}$  составляет 0,56 эВ. Фактор туннелирования электронов  $2(2mc)^{1/2} d/h$  оценивается приблизительно 19,4.

Вольт-емкостные характеристики были измерены при частоте 100 кГц в интервале температур 77÷300 К. На рис. 4 изображены зависимости  $I/C^2=f(U)$  для МОП-структур. Проанализируем  $C-U$  данные, основываясь на теоретической обработке. Зависимость  $I/C^2=f(U)$  выражается:

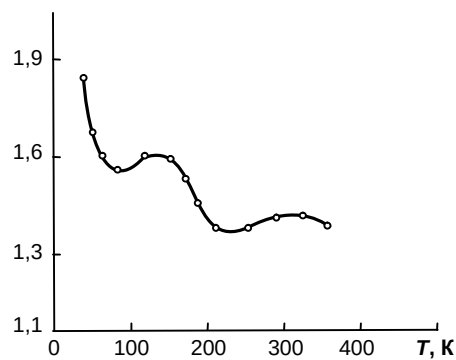


Рис. 2. Изменение фактора не идеальности от температуры для Au-n-InP МОП структур

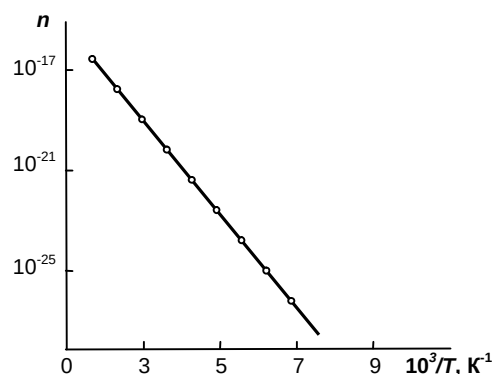


Рис. 3. Зависимость  $\ln(I_s/T^2)=f(10^3/T)$  для Au-n-InP МОП структур

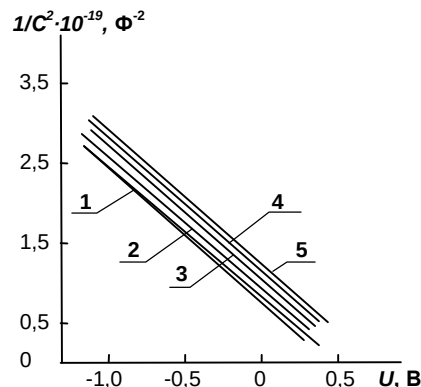


Рис. 4. Вольт-емкостные характеристики для Au-n-InP МОП структур при различных температурах. Т, К: 1 – 315; 2 – 260; 3 – 217; 4 – 176; 5 – 120

где  $\epsilon_o$  - диэлектрическое проницаемость вакуум;  
 $\epsilon_{np}$  - относительная диэлектрическая проницаемость промежуточного слоя;  
 $e_n$  - относительная проводимость полупроводника;  
 $N_D$  - концентрация доноров;

$$\left(\frac{S}{C}\right)^2 = \left(\frac{d}{e_{np}e_o}\right)^2 + \frac{2}{qe_{np}e_oN_D} \left\{ \Phi_{\delta o} - E_{Fn} - \frac{kT}{q} - U + \frac{d}{e_{np}e_o} \left[ 2qe_{np}e_oN_D \left( \Phi_{\delta o} - E_{Fn} - \frac{kT}{q} \right) \right]^{1/2} \right\} \quad (2)$$

$qE$  - энергия уровня Ферми, измеренная на краю зоны проводимости в нейтральной области. Значение  $e_n$  для InP составляет 12.

Значения  $I/C^2$  при заданном напряжении уменьшаются с ростом температуры, как вытекает из уравнения (2). Концентрация доноров  $N_D$  определяется из наклона кривой  $I/C^2=f(U)$ :

$$N_D = -2 \left[ qe_n e_o \frac{d}{dU} \left( \frac{S}{C} \right)^2 \right]^{-1} \quad (3)$$

Из данных  $C-U$  на рис 4 получаем  $N_D = 7,6 \cdot 10^{16} \text{ см}^{-3}$ . Из пересечения кривой  $I/C^2=f(U)$  с осью напряжения получаем:

$$V_o = \left[ \left( \Phi_{\text{до}} - E_{Fn} - \frac{kT}{q} \right)^{1/2} + \frac{d}{e_{np}} \left( \frac{qe_n N_D}{2e_o} \right)^{1/2} \right]^2 \quad (4)$$

отсюда:

$$\frac{d}{e_{np}} = \left( \frac{qe_o}{2e_n N_D} \right)^{1/2} \left[ V_o^{1/2} - \left( \Phi_{\text{до}} - E_{Fn} - \frac{kT}{q} \right)^{1/2} \right] \quad (5)$$

Энергия уровня Ферми определяем так:

$$E_{Fn} = \frac{kT}{q} \ln \frac{N_C}{N_D} = \frac{kT}{q} \ln \left[ \frac{2}{N_D} \left( \frac{m^* kT}{2p\hbar^2} \right)^{3/2} \right] \quad (6)$$

где  $N_C$  - эффективная плотность состояний в зоне проводимости;

$m^*$  - эффективная масса электрона и равна  $m^* \text{InP} = 0,078 m_o$ ;

$m_o$  - масса свободного электрона.

Подставляя значения:  $N_D = 7,6 \cdot 10^{16} \text{ см}^{-3}$ ,  $\Phi_{\text{до}} = 0,56 \text{ эВ}$ ,  $V = 0,48 \text{ эВ}$  и  $E_{Fn} = 0,12 \text{ эВ}$  в уравнение 5 получаем эффективную толщину промежуточного окисного слоя  $d/e_{np} = 22:30 \text{ \AA}$ . Толщина промежуточного слоя порядка  $60 \text{ \AA}$ . Тогда мы имеем  $e_{np} = 2,8$  при  $100 \text{ кГц}$ .

Таким образом, мы разработали новый метод изготовления Au-n-InP диодов Шоттки с промежуточным слоем. Промежуточный слой получали путем анодирования поверхности InP, толщина этого слоя составляла  $60 \text{ \AA}$ . Индекс рефракции слоя измеренный эллипсометрически при  $6323 \text{ \AA}$  оценивался  $1,62 \div 1,64$  и почти равен индексу  $\text{InPO}_4$ . В изготовленных контактах Шоттки обнаружено отличное выпрямление. Несмотря на присутствие окисного промежуточного слоя, фактор идеальности немного выше единицы. Он составляет  $n=1,2$ . Обнаружено, что обратные токи утечки меньше, чем токи в контактах Шоттки, с промежуточным слоем. Разработанный метод будет очень полезен для изготовления затворов ПТШ на InP.

На рис. 5. приведены прямые ветви ВАХ с различной толщиной промежуточного окисного слоя. Прямые ветви ВАХ описываются соотношением:

$$I = I_{\text{нас}} \left[ \exp \left( \frac{qU}{nkT} \right) - 1 \right] \quad (7)$$

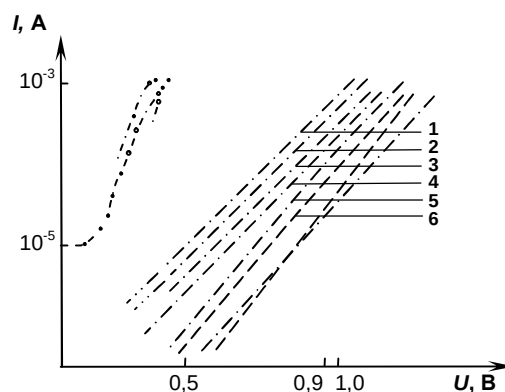


Рис. 5. Прямая ветвь ВАХ Au-n-InP структур при 300 К и  $n=1,9$  (1), 2,3 (2), 2,6 (3), 4 (4), 6 (5), 10 (6), 20 (7), в нм и для почти идеальных структур (8, 9)

Тогда ток насыщения:

$$I_{\text{нас}} = A^* S T^2 \exp \left[ -\frac{2}{\hbar} (2mc)^{1/2} d \right] \exp \left( -\frac{q\Phi_{\text{до}}}{kT} \right) \quad (8)$$

где  $A^* = 9,4 \text{ А см}^{-2} \text{ К}^{-2}$  для InP;

$m$  - эффективная масса туннелирующих электронов;

$c$  - эффективная высота потенциального барьера для туннелирующих электронов.

Оценка  $n = \frac{q}{kT} \ln \frac{IU}{I} \ln I$  наклона кривых дала значения от 1,2 до 2,2. Отсюда видно, что увеличение толщины промежуточного окисного слоя увеличивает коэффициент идеальности  $n$ . Большое значение коэффициента идеальности свидетельствует о сильном влиянии промежуточного, вероятно, окисного слоя на механизм токопрохождения.

#### Список литературы:

1. Guinea F., Sarches-Dehesa J., Flores F. J. Phys. C. Solid State Phys. 1983. vol 16 N33. p. 6499-6512.
2. Takachi Suginom, Hiroyuki Vamamoto, Voshifumi Sakamoto et. al. Effect of Phosphine-plasma treatment on characteristics of Au-n-InP Schotky junctions. // Jap. J. of Appl. Phys, Part 2, V. 30. N 8B, 1991, l. 1439-1442.
3. Jeong Yoon-Ha, Kim Geon - Tea, Kim Seok-Tea, et al. Effects of Photochemical vapor deposition phosphorus-nitride interfacial layer on electrical characteristics of Au-InP Schottky diodes. // J Appl. Phys, 1991, V. 69. N 9, p. 6695-6701.
4. Kendelevicz T, List R.S, Berthess K.A. et al. Photoemission study of the reactive Pd/InP (110) interface. // J. Vac. Sci. And Technol. B. 1986. V.4, №4, p. 959-965.

# СЕЛЕКТИВНЫЙ ТЕРМОКАТАЛИТИЧЕСКИЙ АНАЛИЗАТОР ДЛЯ МОНИТОРИНГА МЕТАНА В РУДНИЧНОЙ АТМОСФЕРЕ

Абдурахманов Э.А., доцент СамГУ; Сахибов Ш.Д., директор-главный конструктор НПЛ и КБП «Нодир ЛТД»; Дружинин Ю.А., главный метролог НГМК

К настоящему времени накоплен значительный опыт разработки и эксплуатации приборов и аппаратуры автоматического контроля состава и параметров рудничной атмосферы. Наибольшие успехи достигнуты в решении вопросов автоматического контроля метана.

Исследования различных методов измерения содержания метана выполненные в ИГД им. А.А. Скочинского позволили рекомендовать способ контроля метана, основанный на термокаталитическом принципе с использованием низкотемпературных катализаторов [1].

В работах [2, 3] нами разработан способ изготовления селективных термокаталитических сенсоров определения метана, основанный на использовании термочувствительных элементов (измерительных и сравнительных), содержащих катализаторы, обладающие неадекватной активностью к разным компонентам газовой смеси.

В данной работе приведены результаты разработки малогабаритного автоматического анализатора метана на основе селективного термокаталитического сенсора.

В состав любого термокаталитического газоанализатора входит первичный преобразователь (ПП) и вторичный преобразователь (ВП). Поступающие в прибор сигналы от ПП усиливают с помощью ВП и подаются на регистрирующее устройство.

Полученные нами результаты позволили разработать селективный термокаталитический сенсор определения метана в газовоздушных смесях, содержащих горючие компоненты: водород, оксид углерода, паров углеводородов и аммиак. На основе разработанных селективных термокаталитических сенсоров нами был изготовлен малогабаритный автоматический газоанализатор метана МАГ-СН<sub>4</sub> и ГА-СН<sub>4</sub>, выполненный в виде переносного прибора и предназначенный для измерения концентрации метана в газовых пробах. Условия эксплуатации газоанализатора: температура -10 – +50 °С, атмосферное давление 84,0 – 106,7 кПа (631-800 мм рт. ст.); напряжение питания сети переменного тока должно изменяться в пределах ±15 % от номинального значения 220 В, а в случае постоянного тока ±17 % от номинального значения 12 В.

Некоторые технические данные созданного газоанализатора: диапазон измерений в зависимости от назначения МАГ-СН<sub>4</sub> 0-100 мг/м<sup>3</sup> и ГА-СН<sub>4</sub> 0-4,0 % об., предел допускаемого времени установления показаний не более 3 мин; время прогрева не более 30 мин; максимально потребляемая мощность не более 10 Вт; габаритные размеры 240×205×140 мм; масса не более

5,5 кг. Полученную информацию о содержании неизвестной концентрации газовых компонентов в газоанализаторе представляется в цифровом виде на встроенном в прибор индикаторе. МАГ-СН<sub>4</sub>, состоящего из двух блоков, размещенных внутри корпуса: I - верхнего и II - нижнего. В верхнем блоке смонтированы: аналого-цифровой преобразователь, стабилизатор напряжения, усилитель сигнала от первичного преобразователя. В нижнем блоке смонтированы: газовый путь, камера для установки первичного преобразователя, емкость для сорбента и микрокомпрессора.

Работа прибора заключается в том, что сигнал с сенсора поступает на дифференциальный преобразователь, собранный на трех усилителях, который регулирует и усиливает сигнал в 20-300 раз. Затем сигнал поступает на аналогово-цифровой преобразователь-3, работающий по принципу двойного интегрирования. Дешифратор АЦП выдает семисегментный код, поступающий на светодиодные индикаторы, шкала созданного прибора – трёхзарядная. Испытаниям подвергали не менее 5 термокаталитических газоанализаторов типа МАГ и ГА. Во всех случаях условия, проведения и количество испытаний соответствовали ГОСТу 13320-81. Температура окружающей среды находилась в интервале 20±5 °С, относительная влажность газовой среды составляла 40-60 %, а давление-730±20 мм рт.ст. В качестве поверочных газовых смесей (ГС) использовали пробы с аттестованной концентрацией метана, которые подавались к прибору со скоростью 20±2 л/ч. Проверка диапазона измерений анализаторов метана, проводилась подачей на его вход смеси метана с воздухом в определенной последовательности: ГС - 1-3-5-3-1-5. Все опыты повторялись не менее 5 раз, результаты которых представлены в табл. 1.

Было изучено влияние температуры на значение выходного аналитического сигнала. Эксперименты проводили в диапазоне температур -10 – +50 °С с шагом 10 °С при атмосферном давлении 730 ±30 мм рт.ст. Была использована ГС № 3 и 6 (с концентрацией метана 0,63 и 3,85 % об.) Проверка дополнительной погрешности за счет температуры была осуществлена в следующей последовательности: газоанализатор ГА-СН<sub>4</sub> помещали в термостат, где были созданы нормальные условия испытаний. После начальной стабилизации условий проводили проверку основной погрешности. Затем температуру в камере доводили до +50±2 °С и газоанализатор во включенном состоянии, при прочих равных условиях, выдерживали при этой температуре 5 часов, на вход газоанализатора

подавалась поверочная газовая смесь № 2. Для выравнивания температур газовой смеси и термостата



Таблица 1

Результаты определения метана с помощью ГА-СН<sub>4</sub>  
(n=5, P=0,95)

| Введено метан, % об | Найдено метана (x±Dx), % об | S     | Sr·10 <sup>2</sup> | Основ.прив. погреш.,% |
|---------------------|-----------------------------|-------|--------------------|-----------------------|
| 0,43                | 0,43±0,02                   | 0,016 | 3,1                | 0,25                  |
| 0,76                | 0,74±0,03                   | 0,024 | 3,2                | 0,50                  |
| 1,12                | 1,09±0,03                   | 0,024 | 2,2                | 0,75                  |
| 1,29                | 1,32±0,05                   | 0,045 | 3,0                | 0,75                  |
| 1,58                | 1,58±0,06                   | 0,042 | 2,7                | 0,50                  |
| 1,86                | 1,84±0,06                   | 0,048 | 2,6                | 0,50                  |
| 2,01                | 2,05±0,04                   | 0,036 | 1,7                | 1,00                  |
| 2,43                | 2,38±0,04                   | 0,032 | 1,5                | 1,25                  |
| 3,26                | 3,23±0,07                   | 0,056 | 1,7                | 0,75                  |
| 3,87                | 3,76±0,09                   | 0,066 | 1,8                | 1,50                  |

аналитического сигнала прибора от изменения влагосодержания газовой смеси изучали при трехкратном пропускании сухой и увлажненной (до 98 %) газовых смесей. Необходимую степень увлажнения достигали пропусканием газовой смеси через три склянки, заполненные дистиллированной водой. Контроль за степенью влажности анализируемой газовой смеси осуществляли с помощью гигрометра «Волна-1М». Значения погрешностей при изменении влагосодержания анализируемой газовой смеси, определяли при нормальных условиях. Разницу между значениями выходных сигналов прибора, выявленную при изменении влагосодержания анализируемой газовой смеси определяли путем вычета из общих значений выходных сигналов увлажненной газовой смеси величины аналитического сигнала с номинальным содержанием влаги в анализируемой пробе.

Согласно полученным экспериментальным данным показания прибора в изученном интервале влагосодержания практически не зависят от содержания влаги в анализируемой газовой среде (табл. 4).

Значения погрешностей при изменении наклона ГА-СН<sub>4</sub> определяли пропусканием через прибор

Таблица 2

Результаты определения концентрации метана при различных температурах (n = 5 P = 0,95)

| Температура опыта, °C | Сигнал сенсора(x±Dx), мВ            |       |                    |                                     |       |                    |
|-----------------------|-------------------------------------|-------|--------------------|-------------------------------------|-------|--------------------|
|                       | ГС № 3 Ссн <sub>4</sub> – 0,63 % об |       |                    | ГС № 6 Ссн <sub>4</sub> – 3,85 % об |       |                    |
|                       | x±Dx                                | Sr    | Sr·10 <sup>2</sup> | x±Dx                                | Sr    | Sr·10 <sup>2</sup> |
| -20                   | 27,1±0,5                            | 0,402 | 1,5                | 164,0±0,9                           | 0,724 | 0,5                |
| -10                   | 26,9±0,6                            | 0,482 | 1,8                | 163,9±1,1                           | 0,884 | 0,5                |
| 0                     | 27,4±,2                             | 0,161 | 0,6                | 165,2±1,4                           | 1,126 | 0,7                |
| +10                   | 26,8±0,4                            | 0,322 | 1,2                | 164,0±1,2                           | 0,965 | 0,6                |
| +20                   | 27,5±0,3                            | 0,241 | 0,9                | 165,0±1,5                           | 1,206 | 0,7                |
| +30                   | 27,4±0,5                            | 0,402 | 1,5                | 164,3±1,0                           | 0,804 | 0,5                |
| +40                   | 26,8±0,3                            | 0,240 | 0,9                | 165,2±1,6                           | 1,287 | 0,8                |
| +50                   | 27,3±0,4                            | 0,330 | 1,2                | 1650±1,5                            | 1,206 | 0,7                |

использовали змеевик, изготовленный из медной трубки и помещенный в термостат. ГС подавали к газоанализатору со скоростью 20±2 л/ч. Лишь после проведения таких предварительных подготовительных операций и достижения определенной стабилизации газоанализатора приступали к выполнению анализов газовых смесей. Расчет дополнительной погрешности результатов анализа проводили согласно ГОСТу 13320-81. Некоторые результаты по влиянию температуры на значение выходного сигнала газоанализатора ГА-СН<sub>4</sub> представлены в табл. 2.

Из данных табл. 2 видно, что в изученном диапазоне изменение температуры не оказывает существенного влияния на определение метана разработанным термодаталитическом газоанализатором. Дополнительная погрешность газоанализатора за счет изменения температуры не превышает 0,5 %. Влияние давления на погрешность определения метана изучалось в интервале давления 600-800 мм рт. ст. при концентрации метана в смеси 2,29 % об.

Результаты определения влияния давления на погрешность определения метана представлены в табл. 3.

Из полученных результатов видно, что в интервале давления 600-900 мм рт. ст. с допускаемой погрешностью практически можно определить концентрацию метана при оптимизированных условиях. Зависимость

Таблица 3

Результаты определения концентрации метана при различном давлении (содержание метана в смеси-2,29% об, n=5, P=0,95)

| Давление, мм рт.ст. | Найдено метана, % об. |       |                    |
|---------------------|-----------------------|-------|--------------------|
|                     | x±Dx                  | S     | Sr·10 <sup>2</sup> |
| 740 ±10             | 2,20±0,06             | 0,046 | 2,3                |
| 600± 10             | 2,17±0,07             | 0,055 | 2,5                |
| 700±10              | 2,20±0,06             | 0,044 | 2,0                |
| 800 ±10             | 2,22±0,05             | 0,038 | 1,8                |
| 900 ±10             | 2,22±0,05             | 0,041 | 2,0                |

Таблица 4

Результаты определения зависимости сигнала ГА-СН<sub>4</sub> от содержания влаги анализируемой газовой смеси (содержание метана в смеси-2,29 %об, n=5, P=0,95)

| Показания прибора (x±Dx) |                           |                                 |
|--------------------------|---------------------------|---------------------------------|
| Сухая газовая смесь      | Увлажненная газовая смесь | Изменение выходного сигнала (D) |
| 2,28±0,02                | 2,29±0,02                 | 0,01                            |
| 2,29±0,02                | 2,27±0,02                 | 0,02                            |
| 2,29±0,02                | 2,27±0,02                 | 0,02                            |



стандартной газовой смеси при следующих положениях анализатора: а) наклон вправо на  $30^{\circ}$ ; б) влево на  $30^{\circ}$ ; в) вперед на  $30^{\circ}$ ; г) назад на  $30^{\circ}$ ; д) нормальное рабочее положение. В каждой позиции ГА-СН<sub>4</sub> выдерживали не менее 5 мин, запись значений газоанализатора осуществлялась при наклонном положении, после достижения показаний установленных ранее при их оптимизации. В результате проведенных исследований было установлено, что изменение угла наклона практически не влияет на показания анализатора.

Суммарная дополнительная погрешность газоанализатора метана ГА-СН<sub>4</sub> за счет изменения температуры, влажности и давления газовой среды, составила не более 1,5 %.

Таким образом, можно заключить, что на основании полученных экспериментальных данных и достигнутых теоретических предпосылок разработан

автоматический газоанализатор для селективного определения метана в широком интервале изменений исследованных параметров и оптимизированных условиях. Анализатор может работать в непрерывном режиме в различных системах контроля метана, а также в сочетании с устройствами контроля накопления метана в рудничной атмосфере.

#### Список литературы:

1. Карпов Е.Ф., Биренберг И.Э., Босовский Б.И. Автоматическая газовая защита и контроль рудничной атмосферы. М.: Недра, 1984. 285 с.
2. Абдурахманов Э., Норкулов У.М., Хошимов Т.Ж. Метанни аниклаш учун термокимвий датчик. // Предварительный патент Республики Узбекистан № 5769. 1999.
3. Абдурахманов Э., Рузиев Э.А. Селективные термокаталитические сенсоры в экоаналитическом мониторинге газообразных выбросов. // Химическая промышленность. 2003. Т. 80, № 9. с. 19-25.

УДК 543.325.3

© Хожиева А., Норкулов У.М. 2005 г.

## КАТАЛИЗАТОР ДЛЯ ГЛУБОКОГО ОКИСЛЕНИЯ МЕТАНА

Хожиева А., доцент химфакультета СамГУ, канд. хим. наук; Норкулов У.М., доцент химфакультета СамГУ, канд. хим. наук

Контроль концентрации газов, содержащихся в атмосферном воздухе, основывается на различии физико-химических свойств и связанных с этим явлений.

К настоящему времени как в нашей стране, так и за рубежом накоплен значительный опыт разработки и эксплуатации приборов автоматического контроля состава и параметров в атмосферном воздухе. Наибольшие успехи достигнуты в решении вопросов автоматического контроля метана. Для измерения концентрации метана в атмосферном воздухе в настоящее время наибольшее распространение получили непрерывно-действующие приборы, основанные на термокаталитическом принципе.

В данной работе показана разработка гетерогенно-каталитического метода, полученного на основе оксидных катализаторов при окислении метана.

Многие технологические процессы в химической, нефтехимической и нефтеперерабатывающей, пищевой и в некоторых других отраслях промышленности тесно связаны с применением катализаторов.

Важнейшее значение приобретают катализаторы в решении проблемы очистки отходящих газов от вредных примесей или решении вопросов загрязнения окружающей среды. Наиболее широко в процессах катализа используются гетерогенные катализаторы и химические соединения, нерастворимые в реакционной среде. Катализатор может быть индивидуальным, смешанным с другими катализаторами или нанесенным на инертный носитель.

Катализаторы гетерогенного катализа должны обладать: высокой постоянной каталитической активностью, селективностью, механической прочностью, большой длительностью работы и др.

Исходными компонентами для производства катализаторов обычно служат соли каталитически активных металлов оксиды, природные минералы.

Окисление углеводородов до СО<sub>2</sub> и Н<sub>2</sub>О проводят в основном на оксидных катализаторах окисления. Активность катализаторов, используемых для селективного окисления метана, снижается в ряду:



Поскольку повышение температуры и концентрации кислорода всегда способствуют протеканию реакций глубокого окисления, для этих реакций наблюдаемая энергия активации и порядок реакции по кислороду должны быть выше, чем для реакции неглубокого окисления.

Нами приготовлены катализаторы, получаемые мокрым способом. Процесс приготовления заключается в механическом смешении компонентов, включающих оксиды d-элементов и металлы платиновой группы. В процессе приготовления катализаторов образуются многофазные системы. Для получения оксидных катализаторов приготовлены растворы соответствующих солей определенной концентрации.

Технологическая схема включает следующие основные стадии: приготовление растворов; получение носителя ( $\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$ ); получение катализаторной суспензии; сушки суспензии; термообработка. В качестве инертного носителя нами выбран наиболее часто

используемый в промышленности  $\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$  (корунд) и учтены: химический состав и степень дисперсности носителя; физические свойства поверхности; количество и концентрация активных веществ, которые могут быть распределены на поверхности; селективная поверхность носителя и отношение числа атомов катализатора к числу атомов носителя. Приготовленные нами катализаторы имеют следующий примерный состав, % (масс.):

91,5  $\text{Co}_3\text{O}_4$ +8,0  $\text{Al}_2\text{O}_3$ +0,5 Pt и 92,0  $\text{Co}_3\text{O}_4$ + 8,0  $\text{Al}_2\text{O}_3$

При выборе состава катализаторов нами учитывались следующие параметры: активность, селективность и устойчивость в работе. Приготовленные катализаторы обеспечивают низкотемпературное окисление метана. Полученные результаты представлены в табл.

Таблица

Оксидные катализаторы окисления метана

| Состав катализатора, % масс.                                       | Окисления метана, % |        |        |        |        |        |
|--------------------------------------------------------------------|---------------------|--------|--------|--------|--------|--------|
|                                                                    | 200 °C              | 250 °C | 300 °C | 350 °C | 400 °C | 450 °C |
| $\text{Co}_3\text{O}_4$ -91,9+ $\text{Al}_2\text{O}_3$ -8,1        | -                   | 4,0    | 9,0    | 27,0   | 61,4   | 78,5   |
| $\text{Co}_3\text{O}_4$ -91,6+ $\text{Al}_2\text{O}_3$ -8,3+Pt-0,1 | 17,0                | 64,0   | 98,0   | 100,0  | 100,0  | 100,0  |
| $\text{Co}_3\text{O}_4$ -91,5+ $\text{Al}_2\text{O}_3$ -8,0+Pt-0,5 | 51,5                | 100,0  | 100,0  | 100,0  | 100,0  | 100,0  |
| $\text{Co}_3\text{O}_4$ -91,0+ $\text{Al}_2\text{O}_3$ -8,0+Pt-0,1 | 51,0                | 100,0  | 100,0  | 100,0  | 100,0  | 100,0  |

Из представленных данных видно, что добавка Pt резко увеличивает активность катализатора. При этом, как показали эксперименты, наиболее приемлемыми для изготовления чувствительного элемента термokatалитического сенсора является катализатор на основе  $\text{Co}_3\text{O}_4$  с добавкой 0,5 % Pt, который при температуре 250 °C обеспечивает полное окисление метана.

Таким образом, получен оптимальный состав катализатора, обеспечивающий низкотемпературное окисление метана в газовых средах.

УДК 543.541.54.546

© Рузиев Э.А. 2005 г.

## РАЗРАБОТКА МЕТОДОВ ДЛЯ ЭКОАНАЛИТИЧЕСКОГО МОНИТОРИНГА ФТОРИДОВ И СУЛЬФИДОВ

Рузиев Э.А., доцент химического факультета СамГУ, канд. хим. наук

Выбросы токсичных и взрывоопасных веществ в атмосферу наносят большой экологический и социальный ущерб, увеличивая заболеваемость населения, снижая продуктивность сельского хозяйства, вызывая пожары и взрывы. Среди компонентов выбросов требующих постоянного аналитического мониторинга особое место занимают такие токсичные компоненты как сероводород и фтористый водород.

В костях животных и человека, главным образом в зубной эмали, содержится около 0,02 % фтора. Он поступает в организм с питьевой водой и воздухом. Если в питьевой воде содержание фторидов превышает 0,0005 % то может развиваться болезнь зубов – флюороз. При этом заболевании чернеет зубная эмаль, и выпадают зубы. Если фтора в питьевой воде меньше 0,00002 %, то нарушается прочность эмали и развивается кариес. Вдыхание даже небольших количеств фтора может привести к тяжелому воспалению дыхательных путей, отеку лёгких и смерти. Вызывает сильные ожоги кожи.

Сероводород тоже очень ядовит. 1 часть  $\text{H}_2\text{S}$  на 2000 частей воздуха вызывает острое отравление. Первый симптом его – потеря обоняния. Затем начинаются головокружение, тошнота, теряется сознание,

при больших концентрациях может наступить смерть. Систематическое отравление сероводородом очень опасно, так как он накапливается в организме. Сероводород разрушает гемоглобин, образуя с входящим в состав гемоглобина железом сернистое железо [1-3].

Из-за высокой токсичности, взрывоопасности соединений серы и фтора большую актуальность приобретают исследования, направленные на разработку методов и средств их определения и мониторинга за содержанием на уровне, как микро-, так и макрокonzентраций. Для выполнения этой задачи используются современные физико-химические методы анализа вещества и в первую очередь электрохимические, спектральные, термokatалитические методы.

Защита окружающей среды предполагает постоянный аналитический контроль чистоты объектов окружающей среды от вредных промышленных и технологических выбросов, среди которых особое место занимает, как сказано выше, фтористый водород, сульфиды и другие.

Оригинальным решением проблемы быстрого определения содержания фторидов является применение автоматических анализаторов, основанных на каталитическом и электрохимическом методах. Основными

преимуществами этих методов и созданных на их основе сенсоров являются простота в эксплуатации, портативность, значительный ресурс работы, высокая точность и быстродействие. Нами разработан электрохимический сенсор для экоаналитического мониторинга содержания фтористого водорода в воздухе и технологических газах. Применение ион-селективных пластифицированных электродов, чувствительным элементом которых является мембрана, содержащая фторидную соль лантанового основания, позволяет быстро решить поставленную задачу.

Фторид селективный электрод заправили выбранными нами электролитом – 30 %-ным глицерином +0,01 н НС1 +0,01 н раствором фторида натрия. При этом повысили чувствительность работы электрохимического автоматического анализатора фторидов. Для оценки метрологических характеристик электрохимического сенсора были изучены влияние различных ионов на точность, правильность и селективность показаний. Наиболее распространенным методом повышения селективности анализа является метод маскировки путем введения лигандов, связывающих мешающий ион в прочное комплексное соединение. Для определения содержания фторидов электрохимическим методом в присутствии мешающих ионов в качестве маскирующего фоновое раствора электролита применили лимонную кислоту, цитратный буферный раствор или комплексоны, что позволило устранить влияние различных анионов. Основная приведенная погрешность автоматического электрохимического анализатора фторидов составляет не более 5,0-7,0 %.

#### Выводы:

В ходе экспериментов разработан способ изготовления селективных термокаталитических сенсоров сероводорода и фтористого водорода, основанный на использовании чувствительных и компенсационных элементов, содержащих катализаторы, обладающих неадекватной активностью к разным компонентам газовой смеси.

Используя разработанные катализаторы, были изготовлены селективные термокаталитические сенсоры, включающие в себя два (измерительный и компенсационный) чувствительных элемента и два резистора, подключенных в мостовую схему. Чувствительный элемент сенсора представляет собой платиновую спираль, запеченную окисью алюминия в виде шарика, на который нанесен соответствующий катализатор. Необходимая температура на поверхности катализатора – чувствительного элемента обеспечивается за счет напряжения питания сенсора. Зависимость величины сигнала от напряжения питания сенсора изучали в диапазоне от 1 до 4,5 В. Опыты проводились при нормальных условиях на примере стандартной газовой смеси с концентрацией сероводорода и фтористого водорода 0,1 % об.

Оптимальным для термокаталитического сенсора сероводорода и фтористого водорода является питание 2,8 и 2,4 В соответственно. Как увеличение, так и уменьшение значения питания от оптимального, сопровождается уменьшением величины полезного аналитического сигнала (АС) сенсора. По-видимому, ниже оптимального – происходит частичное (неполное) окисление определяемого компонента на чувствительном измерительном элементе, а выше оптимального – имеет место окисление сероводорода и фтористого водорода на сравнительном элементе, что, в конечном счете, приводит к уменьшению разности сигналов измерительного и сравнительного элементов и, соответственно, полезного аналитического сигнала сенсора по определяемому компоненту.

#### Список литературы:

1. *Вредные вещества в промышленности*. Под. Общ. Ред. Н.В. Лазарева. Часть 3. Л.: Химия, 1977. с. 28.
2. Владимиров А.М., Ляхин Ю.И., Матвеев Л.Т., Орлов В.Г. *Охрана окружающей среды*. Л.: Гидрометеоиздат, 1991. 424 с.
3. Рузиев Э.А. *Потенциометрическое определение фторидов в водных, и органических средах*. М.: Тез. докл. Всерос. конф. *Актуальные проблемы аналит. хим.*, 2002. с. 161.

УДК 001.5

© Тошбоев Т.У. 2005 г.

## О ТЕРМОСТАБИЛЬНОСТИ КОМПЛЕКСОВ СЕРЫ С ПЕРЕХОДНЫМИ МЕТАЛЛАМИ В КРЕМНИИ

Тошбоев Т.У., доцент СамГУ

При определенных условиях легирования кремния р-типа с  $r=10$  Ом·см примесями серы с кобальтом, никелем, цинком и кадмием практически все электроактивные атомы примесей образуют между собой электронейтральные комплексы. В этом случае электрическое свойство материала практически полностью восстанавливается, что и говорит об электроней-

ральности таких комплексов.

В данной работе исследовано влияние термообработки (ТО) при различных температурах на стабильность таких комплексов, с целью получения дополнительной информации о природе комплексов и уточнения их вклада в кинетику образования термодефектов. Для этого, по известной технологии, были изготовле-

Таблица

Параметры образцов до и после каждого цикла отжига

| Образец                    | Тип проводимости |                 |                                      |      |      |      |      |      |      |       |      |      |      |      |
|----------------------------|------------------|-----------------|--------------------------------------|------|------|------|------|------|------|-------|------|------|------|------|
|                            | после дифф. серы | после дифф. БДП | после отжига при $t, ^\circ\text{C}$ |      |      |      |      |      |      |       |      |      |      |      |
|                            |                  |                 | 100                                  | 150  | 300  | 450  | 600  | 750  | 900  | 1000  | 1050 | 1100 | 1150 | 1200 |
| $\text{Si}<\text{B,S,Co}>$ | N                | p               | p                                    | p    | P    | p    | p    | p    | p    | p     | p    | p    | n    | n    |
|                            | 2,0              | 10,2            | 10,2                                 | 10,2 | 10,2 | 10,2 | 10,2 | 10,1 | 10,1 | 10,2  | 10,3 | 10,3 | 30,3 | 68,0 |
| $\text{Si}<\text{B,S,Ni}>$ | N                | p               | p                                    | p    | P    | p    | p    | p    | p    | p     | p    | p    | p    | n    |
|                            | 2,0              | 10,5            | 10,5                                 | 10,5 | 10,5 | 10,5 | 10,5 | 10,5 | 10,5 | 10,5  | 10,5 | 10,5 | 17,0 | 44   |
| $\text{Si}<\text{B,S,Zn}>$ | N                | p               | p                                    | p    | P    | p    | p    | p    | p    | p     | p    | p    | n    | n    |
|                            | 2,0              | 10,3            | 10,2                                 | 10,2 | 10,2 | 10,2 | 10,2 | 10,2 | 10,3 | 10,4  | 10,4 | 10,4 | 36   | 91   |
| $\text{Si}<\text{B,S,Cd}>$ | N                | p               | p                                    | p    | P    | p    | p    | p    | p    | p     | p    | p    | n    | n    |
|                            | 2,0              | 10,2            | 10,3                                 | 10,3 | 10,3 | 10,3 | 10,3 | 10,3 | 30,3 | 110,3 | 56,3 | 10,3 | 63   | 86   |
|                            | N                | n               | n                                    | n    | N    | n    | n    | n    | p    | p     | p    | n    | n    | n    |
| $\text{Si}<\text{B,S}>$    | 2,0              | 2,0             | 2,1                                  | 2,1  | 2,1  | 2,1  | 2,2  | 29,1 | 14,2 | 19,1  | 36,8 | 180  | 34,0 | 12,2 |

ны образцы кремния, последовательно легированные серой, никелем, кобальтом, цинком и кадмием при температурах, когда наблюдалось эффективное образование комплексов между примесями. Затем эти образцы подвергали изохронному отжигу в интервале 100-1150 °C в течение 1 ч. После каждого цикла отжига измеряли удельное сопротивление и тип проводимости образца при комнатной температуре. Для сравнения, в каждом случае, изохронному отжигу подвергали также контрольные образцы  $\text{Si}<\text{B,S}>$ ,  $\text{Si}<\text{B,Co}>$ ,  $\text{Si}<\text{B,Ni}>$ ,  $\text{Si}<\text{B,Zn}>$  и  $\text{Si}<\text{B,Cd}>$ , изготовленные при тех же условиях.

В табл. приведены параметры образцов  $\text{Si}<\text{B,S,Co}>$ ,  $\text{Si}<\text{B,S,Ni}>$ ,  $\text{Si}<\text{B,S,Cd}>$ ,  $\text{Si}<\text{B,S,Zn}>$ ,  $\text{Si}<\text{B,S}>$ ,  $\text{Si}<\text{B,Co}>$ ,  $\text{Si}<\text{B,Ni}>$ ,  $\text{Si}<\text{B,Zn}>$ ,  $\text{Si}<\text{B,Cd}>$ , как до, так и после каждого цикла ТО. Из табл. видно, что до отжига параметры образцов  $\text{Si}<\text{B,S,Co}>$ ,  $\text{Si}<\text{B,S,Ni}>$ ,  $\text{Si}<\text{B,S,Zn}>$  и  $\text{Si}<\text{B,S,Cd}>$  сравнимы с параметрами исходного материала до легирования: проводимость  $p$ -типа  $r=10$  Ом·см. Это свидетельствует о том, что в них практически все электроактивные атомы как серы, так никеля, кобальта, цинка и кадмия связаны в электронейтральные комплексы и их концентрации согласно расчетам составляют  $N_{\text{Co}} \sim 2 \cdot 10^{16}$ ,  $N_{\text{Ni}} \sim 2 \cdot 10^{16}$ ,  $N_{\text{Zn}} \sim 2 \cdot 10^{16}$ ,  $N_{\text{Cd}} \sim 2 \cdot 10^{16}$ , а оставшаяся часть серы находится в неравновесном состоянии в центрах распада.

В процессе последующих отжигов в интервале температур 100-1150 °C в течение часа образцы  $\text{Si}<\text{B,S,Co}>$ ,  $\text{Si}<\text{B,S,Ni}>$ ,  $\text{Si}<\text{B,S,Zn}>$  и  $\text{Si}<\text{B,S,Cd}>$  практически не меняют свои электрические параметры, и только выше 1100°C наблюдается рост  $r$ , а дальнейшее увеличение температуры приводит к изменению  $r$  и типа проводимости. В контрольных образцах  $\text{Si}<\text{B,Co}>$ ,  $\text{Si}<\text{B,Ni}>$ ,  $\text{Si}<\text{B,Zn}>$ ,  $\text{Si}<\text{B,Cd}>$ , заметный распад начинается при 150 °C, а при 300°C материал приобретает исходные электрические параметры, и выше 1000 °C начинается рост  $r$ .

В контрольных же образцах  $\text{Si}<\text{B,S}>$  этот процесс происходит в интервале 750-950 °C. При этом, при 900 °C образцы меняют тип проводимости на  $p$ , затем наблюдается рост  $r$  и, при 1100 °C снова меняется тип проводимости на  $n$ -тип с последующим уменьшением  $r$ . Такое поведение контрольных образцов выше 1100 °C объясняется, в основном, повторной активацией серы, причем активная часть серы составляет 80 % от равновесной концентрации этих примесей при соответствующих температурах. Устойчивость параметров образцов  $\text{Si}<\text{B,S,Co}>$ ,  $\text{Si}<\text{B,S,Ni}>$ ,  $\text{Si}<\text{B,S,Zn}>$ ,  $\text{Si}<\text{B,S,Cd}>$  при различных термоотжигах до 1100 °C объясняется устойчивостью комплексов серы и исследуемых примесей в кремнии. При более высоких температурах, видимо, происходит распад комплексов на изолированные центры замещения серы и внедрения кобальта, никеля, цинка и кадмия. В случае  $\text{Si}<\text{B,S,Cd}>$  электрофизические параметры образцов достаточно стабильны до 900 °C, что позволяет предположить, что комплексы между примесными атомами S и Cd стабильны при указанных интервалах температур.

Таким образом, из этих результатов следуют очень важные выводы: во-первых, электронейтральные комплексы серы с атомами Co, Ni, Zn и Cd достаточно стабильны до температуры 1100 °C, а при более высоких температурах происходит частичный или полный распад этих комплексов, а свойства материала будут определяться уже поведением изолированных атомов. Во-вторых, такие электронейтральные комплексы предохраняют в этих образцах от генерации термодиффектов. Результаты исследования электрофизических параметров исследуемых образцов показали, что в интервале температур 100-1100 °C, независимо от длительности отжига, параметры материала практически не меняются и достаточно стабильны.

# ОПРЕДЕЛЕНИЕ СИЛЫ СОПРОТИВЛЕНИЯ ПРИ ОБРАБОТКЕ ПОЧВЫ

Мурадов Ш.М., старший преподаватель кафедры «Механизация сельскохозяйственного производства» БухГУ, канд. техн. наук

Предлагаемый метод основан на динамическом принципе, тождественном статическому, так как их результаты количественно выражаются одним и тем же числом ( $H$ ).

Статический метод основан на прямом сопоставлении силы с силой посредством весов, или сила измеряется косвенно по деформации некоторого, заранее выбранного, упругого тела (пружинный динамометр и т.п.). Динамический метод определения силы связан с основным понятием в механике, врожденным свойством материи - силой сопротивления - инертностью тела, мерой которого является масса. [1]. Принцип инертности, с позиции которого надо рассматривать всякое механическое явление, есть первый основной закон классической механики [2, 3].

Применительно к почве это понятие выражается объемным весом ее влажного состояния - абсолютным весом почвы, принятым в нашем анализе основополагающим.

В связи с тем, что природное свойство почвы проявляется силой своего сопротивления - инертностью, то это свойство следует считать интегральным эффектом физико-химических изменений почвы.

Исходя из инертности тела и закона пропорциональных сопротивлений, показатель усилия вспашки принят в следующем виде:

$$\frac{P}{abg_a} \quad (1)$$

Наряду с этим, почву надо рассматривать с физической точки зрения как систему, обобщающую твердую, жидкую, газообразную фазу, так как в состав ее массы входят механические частицы и почвенная влага. Поэтому, исследуя тот или иной почвенный комплекс, мы определяем его сложение характерными признаками: наличием соответствующего вида воздушных промежутков внутри структурных отдельностей или в сплошной почвенной массе, между структурными элементами или отдельностями. Критерием для характеристики сложения почвы служат размерность пор почвенного комплекса и их количество. Поры - скважность - обеспечивают присутствие в почве воды и воздуха. Величина скважности в почве бывает различной и зависит от химического и механического состава, структуры, влажности, степени развития пустот биологического происхождения, состояния покрова и обработки почвы [4].

Скважность является обобщающим показателем изменения свойств почвы, либо она функционально зависима от абсолютного и удельного веса почвы, представленная следующим выражением:

$$c = 1 - \frac{g_a}{g_y} \quad (2)$$

Взяв в основу выражение сопротивления почвы (1) и скважность (2) в лабораторно-полевых условиях, исследовали их функциональную зависимость в координатной системе по данным динамометрирования плуга и показателям абсолютной скважности этой почвы, определявшейся в момент вспашки [5]. В результате, была вскрыта зависимость между величиной прилагаемого усилия и реакцией внутренней связи почвы, следующего содержания:

$$P = Ka^2bg_a\left(1 - \frac{g_a}{g_y}\right)^3 = Ka^2bg_ac^3 \quad (3)$$

где  $P$  - общее сопротивление, кН;

$a$  - глубина пахоты, м;

$b$  - ширина захвата плуга, м;

$g_a$  - объемный вес влажной почвы (абсолютный вес почвы), г/см<sup>3</sup>;

$g_y$  - удельный вес твердой фазы почвы, н/м<sup>2</sup>;

$c$  - абсолютная скважность почвы;

$K$  - коэффициент пропорциональности.

По смыслу данной формулы следует, что общее усилие при вспашке  $P$  зависит от: сечения обрабатываемого плугом пласта -  $ab$ ; абсолютной скважности, обобщающей влияние на силу  $P$  физико-механических свойств почвы, выраженной кубическим уравнением, что указывает на ее высокую динамичность, ибо она представлена величиной третьего порядка -  $c^3$ ; от молекулярных сил сцепления частиц почвы -  $ag_a$ ; коэффициента  $K$  характеризующего влияние на силу  $P$  геометрических форм корпуса плуга и его рабочей скорости.

С помощью указанной формулы можно установить степень трудности обработки того или иного типа почвы или почвенной разности и их одинаковые физико-механические свойства для сравнительной характеристики различного типа плугов.

Исходя из содержания формулы (3) ее следует привести к следующему виду:

$$P = abQc^3K \quad (4)$$

где  $Q = ag_a$ , кН/м<sup>2</sup>

Отсюда выражение удельного сопротивления почвы при вспашке будет:



$$\frac{P}{ab} = Qc^3 K = R \quad (5)$$

Эту формулу можно представить в виде номограммы, пригодной для вычисления ( $R$ ) при всевозможных комбинациях значения переменных: абсолютного и удельного веса почвы и глубины вспашки.

#### Список литературы:

1. Тарз С.М. Краткий курс теоретической механики. 3-е изд. - М.: 1963.
2. Гернет М.М. Курс теоретической механики. М.: 1973.
3. Лободок В.А. Справочник по элементарной физике. Киев, 1975.
4. Качинский Н.А. Почва как фактор определяющий машины. М.: МГУ. - 1940. 141 с.
- Вадюнина А.Ф. Тяговое сопротивление комбайнов в зависимости от физико-механических свойств почвы. М.: Ученые записки МГУ. - 1940. с. 84.

УДК 631.312.021

© Мурадов Ш.М. 2005 г.

## МЕТОДИКА И РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА РАБОТЫ ПОЧВОУГЛУБИТЕЛЬНОГО ВЫРЕЗНОГО КОРПУСА

Мурадов Ш.М., старший преподаватель кафедры «Механизация сельскохозяйственного производства» БухГУ, канд. техн. наук

Наиболее ответственным моментом в технологическом процессе почвоуглубительного корпуса является момент разделения всей массы пласта на два потока, из которых один проходит через вырез, а второй поступает на отвал. Такое разделение возможно лишь при соответствующем подборе рабочих поверхностей лемеха и отвала.

С целью изучения технологического процесса работы и для определения смещения отдельных горизонтов почвы относительно первоначального положения после обработки вырезным корпусом проводились специальные лабораторно-полевые исследования.

В лабораторно-полевых условиях изучалось проходимость подпахотного слоя по ходу орудия и по вертикали и перемешивания к пахотному слою. Изучения этих вопросов требовало применения специальной методики [1].

Для выяснения этих вопросов был использован метод окрашенных постелей, предложенный проф. М.Х. Пигулевским [2] и метод заложения в почву пронумерованных кубиков.

Прогодимость подпахотного слоя через вырез корпуса определялось методом окрашенных постелей. Сущность его состоит в следующем: на специально подготовленном фоне шириной равной ширине захвата плуга закладываются в определенном порядке различные по цвету, но однородные по составу с почвой окрашенные слои. Глубина окрашенных слоев должна быть такой, чтобы ее нижнее основание находилось на глубине хода лемеха вырезного корпуса. Окрашенные слои чередуются со слоями почвы толщиной 70 мм.

При закладке почвенной постели это обстоятельство учитывалось путем дополнительного уплотнения нижних слоев почвы катком. Почвенная постель закладывалась в 2 слоя, причем нижний слой проходящий через вырез корпуса имеют различную толщину 5, 8, 10, 12 и 14 см, такая постель оставалась на

25...30 дней для естественного оседания и уплотнения. Повторность опытов трехкратная.

Оборачивание пласта и перемещение (перераспределение) отдельных горизонтов изучалось методами пространственной решетки, т.е. закладки сориентированных по координатным осям пронумерованных шашек на различную глубину перед проходом рабочего органа и последующим определением координат их положения в обработанной почве.

До прохода агрегата в поперечном к движению направлении на трех уровнях по глубине закладывали шашки размером 20×20×20 мм. Расположение кубиков в почве относительно борозды предыдущего прохода агрегата показано на рис. 1. Повторность закладки кубиков трехкратная. Для определения смещения шашек относительно первоначального положения про-

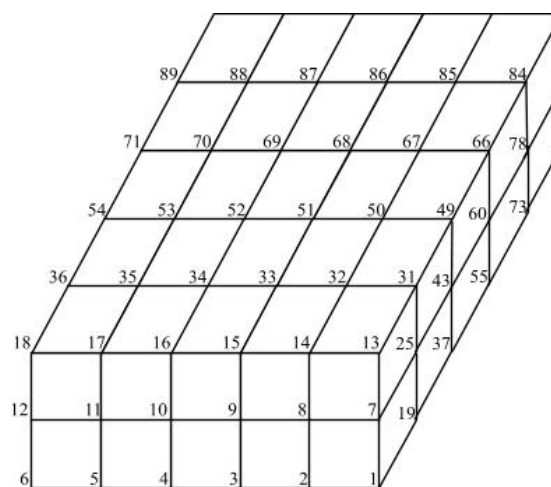


Рис. 1. Схема размещения меченых шашек перед рабочим проходом агрегата

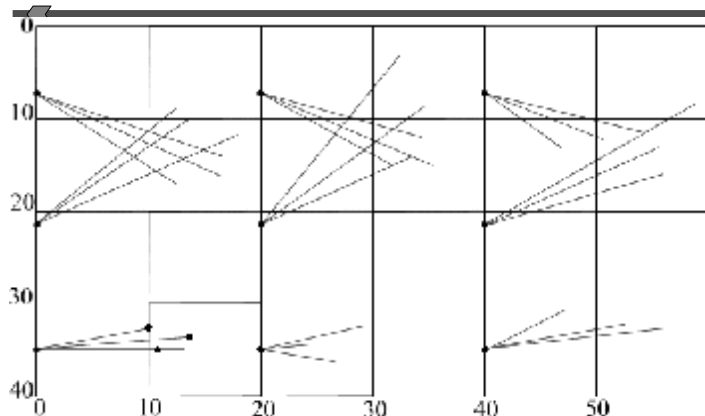


Рис. 2. Смещение шашек относительно первоначального положения после обработки плуга с вырезным корпусом

водились специальные лабораторно-полевые опыты.

На старопахотном участке выкопали траншею глубиной 40 см, шириной равной ширине захвата плуга. После зачистки и выравнивания дна ее засыпали почвой толщиной 5 см и устанавливали пронумерованные шашки белого цвета. Яму вновь засыпали почвой до уровня работы отвальной поверхности вырезного корпуса, соответствующего глубине 22,5 см от поверхности почвы, где размещались шашки в тех же местах и в таком же количестве. После этого насыпали почву до глубины 7,5 см, далее размещались шашки, затем траншею досыпали почвой до общего

уровня поверхности поля и двукратно утрамбовывали. Расстояния между шашками в продольном направлении равнялись 20 см, в поперечном направлении 15 см. Таким образом, шашки были размещены на глубине 7,5, 22,5 и 35 см от поверхности поля. При этом плотность пахотного слоя была близка к естественной и находилась в пределах 1,1...1,4 г/см<sup>3</sup>. Результаты опыта по определению смещения почвы вырезным корпусом проведены на рис. 2.

Эксперименты показали, что экспериментальный вырезной корпус обеспечивает обработку почвы без выворачивания подпахотного слоя на поверхность. Пронумерованные шашки, установленные на глубине соответственно 7,5 и 22,5 см, перемещаясь между собой, совершают оборот пласта, а шашки установленные на глубине 35 см, перемещаясь в подпахотном горизонте, остаются на месте. Это говорит о том что, при обработке почвы вырезным экспериментальным корпусом выполняется технологический процесс и четкое разделение отдельных горизонтов.

#### Список литературы:

1. М. Мурадов, И. Г. Хайдаров, Ш. Мурадов. – Методика исследования рабочих органов для углубления пахотного слоя почвы. Научные труды ВИМ, том 145. М. 2003 г. с. 144-149.
2. Пигулевский М. Х. – Основы и методы изучения почвенных деформаций ТКПСХИ, Том II. Сельхозгиз. 1936 г.

УДК 539.3

© Носирова Ш.Н., Сафаров И.И., Каюмов С.С. 2005 г.

## РАСПРОСТРАНЕНИЕ ПОПЕРЕЧНЫХ ВОЛН В БЕСКОНЕЧНО ДЛИННОМ ЦИЛИНДРИЧЕСКОМ СЛОЕ, НАХОДЯЩЕМСЯ В УПРУГОЙ СРЕДЕ

Носирова Ш.Н., доцент кафедры «Автоматика управления и информатика» НГГИ; Сафаров И.И., профессор кафедры «Машиностроение» БухТИПилП, докт. физ.-мат. наук; Каюмов С.С., проректор по экономике НГГИ

В данной работе рассматривается распространение поперечных волн в бесконечно длинном цилиндрическом слое, находящемся в упругой среде. Основная цель исследования - изучение существования фазовой скорости распространения волн от геометрических и физико-механических параметров системы (рис. 1-3). Основные уравнения теории упругости для таких задач сводятся к плоской задаче. В этом случае радиальное и осевое перемещение равно нулю [1]:

$$\begin{aligned} u_r &= u_z = 0 \\ u_\theta &= -\frac{\partial y_r}{\partial r} = \frac{\partial y}{\partial r} \end{aligned} \quad (1)$$

Тогда волновое уравнение принимает следующий вид:

$$\nabla^2 y_i = \frac{1}{b_i^2} \frac{\partial^2 y}{\partial t^2}; \quad b_i^2 = m_i / r_i \quad i=1,2 \quad (2)$$

Решение волнового уравнения (1) для цилиндра и окружающей его среды записывается в виде (рис. 1):

$$\begin{aligned} y_1 &= [A^{(1)} H_0^{(1)}(\bar{K}_1 r) + B^{(1)} H_0^{(2)}(\bar{K}_1 r)] e^{ik_z z}; \\ y_z &= C^{(II)} K_0[\bar{K}_2 r] e^{-ik_z z} \end{aligned} \quad (3)$$

где  $K_0$  – модифицированные функции Бесселя.

$$\bar{K}_1^2 = \frac{w^2}{b_1^2}; \quad \bar{K}_{21}^2 = \frac{w^2}{b_{21}^2};$$

$H_0^{(1)}$  и  $H_0^{(2)}$  – функции Ханкеля нулевого порядка первого и второго рода.

Для решения задачи (рис. 1) ставятся различные условия при  $r = a_1$  и  $r = a_2$ .

При  $r = a_1$ :  $t_{Rq1} = 0$ ;  $r = a_2$ :  $u_{q1} = u_{q2}$ .

Компоненты вектора смещений в цилиндре и окружающей его среде представляются в виде:

$$u_{q1} = -\frac{\partial y_1}{\partial r} = \left[ \left( A^I \frac{d}{dr} H_0^{(1)}(\bar{K}_1 r) + B^I \frac{d}{dr} H_0^{(2)}(\bar{K}_1 r) \right) \right] e^{-K_z z}$$

$$u_{q2} = -C^I \frac{d}{dr} K_0(\bar{K}_2 r) e^{-iK_z z}$$

$$g_{Rq1} = - \left\{ \left[ A^I \frac{d^2}{dr^2} H_0^{(1)}(\bar{K}_1 r) + B^I \frac{d^2}{dr^2} H_0^{(2)}(\bar{K}_1 r) \right] e^{-K_z z} + \left[ A^I \frac{d}{dr} H_0^{(1)}(\bar{K}_1 r) + B^I \frac{d}{dr} H_0^{(2)}(\bar{K}_1 r) \right] \right\} e^{-iK_z z}$$

По условию задачи  $r = a_1$ :  $u_r = 0$ , т.е:

$$-e^{-ir_z z} m \left\{ \left[ A^I \frac{d^2}{dr^2} H_0^{(1)}(\bar{K}_1 a) + \frac{1}{a} \frac{d}{dr} H_0^{(1)}(\bar{K}_1 a) \right] + \left[ B^I \frac{d^2}{dr^2} H_0^{(2)}(\bar{K}_1 a) + \frac{1}{a} \frac{d}{dr} H_0^{(2)}(\bar{K}_1 a) \right] \right\} e^{-iK_z z} = 0$$

На контакте двух тел  $r = a_2$  ставится условие жесткого контакта, т.е.  $u_{q1} = u_{q2}$ :

$$\left[ \left( A^I \frac{d}{dr} H_0^{(1)}(\bar{K}_1 a_2) + B^I \frac{d}{dr} H_0^{(2)}(\bar{K}_1 a_2) \right) \right] e^{-K_z z} = -C^I \frac{d}{dr} K_0(\bar{K}_2 a_2) e^{-iK_z z}$$

также при  $r = a_2$ :  $t_{Rq1} = t_{Rq2}$ .

Здесь  $t_{Rq1} = m_1 g_{Rq1}$ ;  $t_{Rq2} = m_2 g_{Rq2}$ ; в результате получим:

$$-m_1 \left\{ \left[ A^I \left[ \frac{d^2}{dr^2} H_0^{(1)}(\bar{K}_1 a_2) + \frac{1}{a_2} \frac{d}{dr} H_0^{(1)}(\bar{K}_1 a_2) \right] + \left[ B^I \left[ \frac{d^2}{dr^2} H_0^{(2)}(\bar{K}_1 a_2) + \frac{1}{a_2} \frac{d}{dr} H_0^{(2)}(\bar{K}_1 a_2) \right] \right] \right\} e^{-iK_z z} =$$

$$= m_2 \left\{ C^{I1} \frac{d^2}{dr^2} K_0^{(2)}(\bar{K}_1 a_2) + \frac{1}{a_2} \frac{d}{dr} K_0(\bar{K}_1 a_2) \right\} e^{-iK_z z}$$

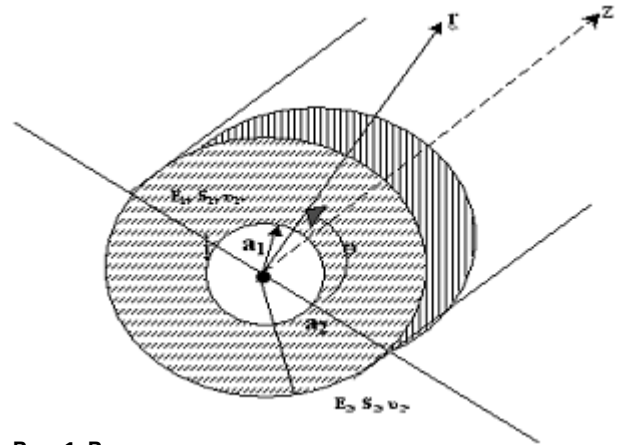


Рис. 1. Расчетная схема

Для определения произвольных постоянных  $A^I$ ,  $B^I$  и  $C^{I1}$  получим однородную систему алгебраических уравнений третьего порядка:

$$[C] \{q\} = \{0\},$$

где  $\{q\} = \{A^I, B^I, C^{I1}\}^T$ .

Для того, чтобы система однородных алгебраических уравнений имела нетривиальные решения, определитель алгебраических уравнений должен быть равен нулю. Из этих условий получим следующее дисперсионное уравнение:

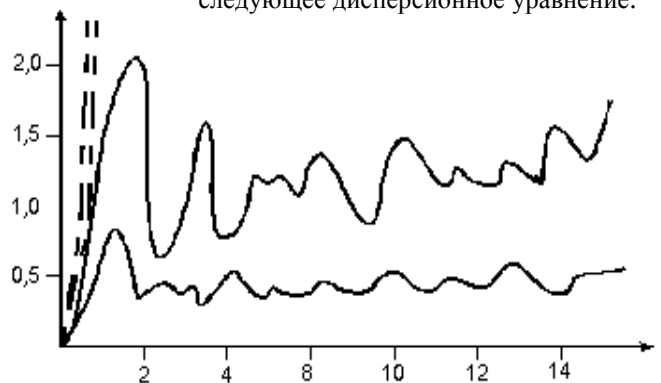


Рис. 2. Результаты численных расчетов фазовой скорости распространения волн

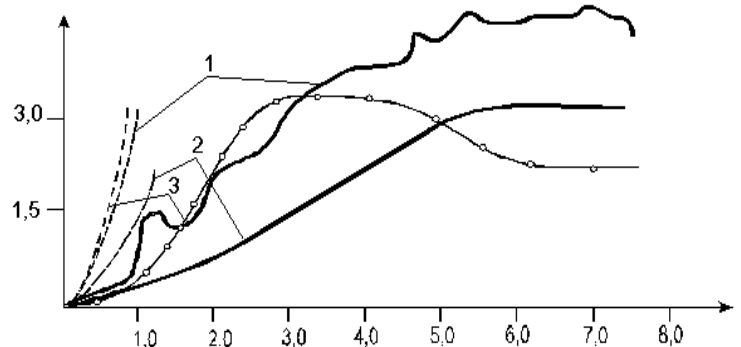


Рис. 3. Изменение фазовой скорости в зависимости от длины волн

$$\begin{vmatrix} -\bar{K}_1^2 H_0^{(1)}(\bar{K}_1 a_1) & -\bar{K}_1 H_0^{(2)}(\bar{K}_1 a_1) & 0 \\ -\bar{K}_1 H_1^{(1)}(\bar{K}_1 a_2) & -\bar{K}_1 H_0^{(2)}(\bar{K}_1 a_2) & -\bar{K}_{21} K_1(\bar{K}_{21} a_2) \\ -\bar{K}_1^2 m_1 H_0^{(1)}(\bar{K}_1 a_{21}) & -\bar{K}_1^2 m_1 H_0^{(2)}(\bar{K}_1 a_2) & -\bar{K}_2 m_2 K_0(\bar{K}_2 a_2) \end{vmatrix} = 0$$

Здесь использовано следующее соотношение:

$$\frac{d}{da_1} H_0^{(1)}(\bar{K}_1 a) = -K_1 H_1^{(1)}(\bar{K}_1 a), \quad \frac{d}{da_1} H_0^{(2)}(\bar{K}_1 a) = -K H_1^{(2)}(\bar{K}_1 a),$$

$$\frac{d^2}{da_1^2} H_0^{(1),(2)}(\bar{K}_1 a) = -\bar{K}_1 H_1^{(2)}(\bar{K}_1 a) + \frac{\bar{K}_1}{a_1} H_1^{(1),(2)}(\bar{K}_1 a)$$

После некоторых преобразований получим следующее уравнение:

$$\frac{K_1(Ya_2)}{Ym_2 K_{01}(Ya_2)} = \frac{H_0^{(1)}(xa_1)H_1^{(2)}(xa_2) - H_0^{(2)}(xa_1)H_1^{(1)}(xa_2)}{xm_1(H_0^{(1)}(xa_2)(H_0^{(1)}(xa_2) - H_0^{(1)}(xa_1)H_0^{(2)}(xa_2))$$

$$K_1 = \sqrt{K_1^2 - K_z^2} \quad K_1^2 = \frac{w^2}{V_{b1}^2} \quad V_{b1}^2 = \frac{m_1}{r_1}$$

в случае  $K_z^2 > K_1^2$

Результаты численных расчетов приведены на рис. 2. Для решения дисперсионного уравнения составляем алгоритм на основе метода Мюллера, который определяет комплексные коэффициенты уравнения. На рис. 3 рассмотрено изменение фазовых скоростей в зависимости от длины волн. Заметим, что с увеличением толщины слоя первой и второй моды фазовая скорость уменьшается.

#### Список литературы:

1. Жарий О.Ю., Улитко А.Ф. Введение в механику нестационарных колебаний и волн. Киев: Высшая школа, 1989, 184 с.

УДК 504.37.01

© Шомуратов А.У., Курбонов А.А., Никкель Е.В. 2005 г.

## НОВЫЙ ПРАКТИЧЕСКО – ГРАФИЧЕСКИЙ СПОСОБ РЕШЕНИЯ МЕТРИЧЕСКИХ И ПОЗИЦИОННЫХ ЗАДАЧ

**Шомуратов А.У.**, доцент кафедры «Технология машиностроения» НГГИ, канд. техн. наук; **Курбонов А.А.**, доцент кафедры «Электроэнергетика» НГГИ, канд. техн. наук; **Никкель Е.В.**, старший преподаватель кафедры «Педагогика»

Предмет начертательной геометрии изучает свойства пространственной геометрической фигуры детали горных машин и отображает их на плоских поверхностях, а также решает метрические и позиционные задачи. В то же время охватывает способы решения любой задачи и свойства геометрических фигур, а также принципы связанности последнего. В инженерной практике, на основе правила отображения, изучаются графические этапы проекционной связанности и выполняются упражнения по способам проецирования.

На практических занятиях выполняются графические движения при изучении и разработки проектных работ, решаются метрические и позиционные задачи без использования компьютера. При этом выполнение задач и графических работ может состоять из нескольких этапов, что занимает много времени. По новому способу выполнение задач на основе начертательной геометрии и инженерной графики связано с решением пространственного воображения и графического положения, т.е. с объяснением воображения своих мыслей при помощи линий на чертеже. Если учесть, что достигнутая цель темы по вышеизложенным предметам зависит от способности преподавателя, то разный подход объяснения задачи не всегда

дает ожидаемый положительный результат. Поэтому рассмотрение выполнения графического движения, способов решения метрических и позиционных задач и использования вышеизложенных предметов в практике с правилами нового объяснения считается новизной в начертательной геометрии и инженерной графике.

Опыт показывает, что графический этап изложения задачи начертательной геометрии и инженерной графики можно объяснить с помощью любого алгоритма. На данной основе можно конструировать или использовать компьютерные графики и другие чертежные приспособления с программным управлением. Основными параметрами в данном случае могут являться размеры и положение фигур, которые с помощью управления зрительных и слуховых органов передаются в память человека.

Как любой алгоритм, начертательная геометрия и инженерная графика опирается на базу геометрически - графических знаний. Зрительные органы, при этом, играют большую роль и следят за движением действий, а также работают одновременно над передачей информации в память человека. Управляя движением чертежей деталей, человек становится выполняющим

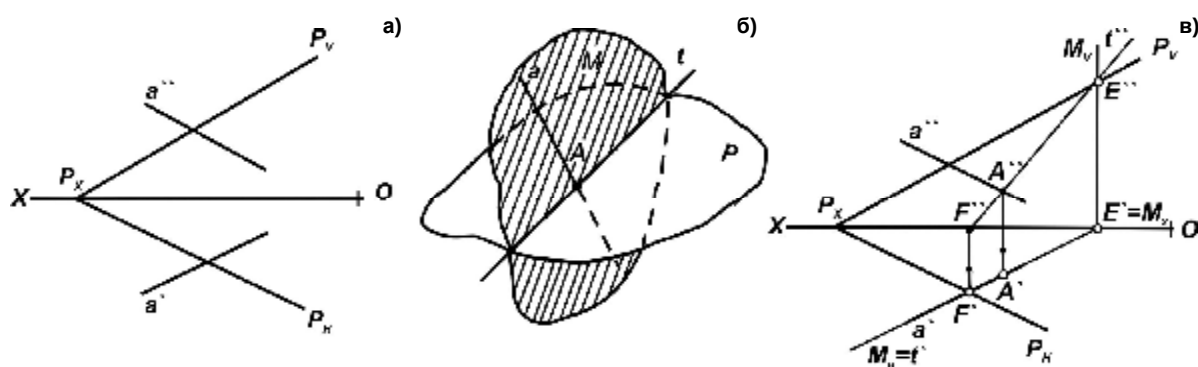


Рис. Процесс пересечения прямой линии с плоскостью:  
а) задание; б) процесс пространственного вида пересечения; в) решение задачи

звеном и прочитывающим все параметры положения фигур. Теоретический анализ использования вышеизложенного метода в учебном процессе показал возможность поэтапного его выполнения с использованием следующих элементов:

- а) форма движения;
- б) направление положения и стороны движения;
- в) графические действия;
- г) разновидности линии.

При этом, движущими элементами можно считать точку, линию, поверхность, а при необходимости их можно кодировать. Чтобы применить данный метод во всех разделах начертательной геометрии и инженерной графики необходимо разработать пространственные фигуры и другие мыслящие знаки.

Наблюдения за ведением занятий по данным предметам и использование преподавателями в учебном процессе различных методов показали, что выполнение графических упражнений со стороны самих преподавателей могут дать различные объяснения практических действий. При выполнении графических упражнений возможны затруднения в доведении цели занятия до понимания учеников или студентов. По мнению авторов данной статьи, при обобщении этих понятий упрощается процесс обучения и легко находится решение поставленной проблемы.

В качестве примера рассмотрим следующую задачу, которая после объяснения преподавателем любого ранга может легко решаться самими студентами.

**Задача.** Определить точки пересечения плоскости  $P(P_h, P_v)$  и прямой линии  $a(a', a'')$  (рис.).

Решение этой задачи выполняем в следующей последовательности:

- проведем вспомогательную секущую плоскость  $M$  через заданную прямую, «а»;
- определим линии пересечений « $t$ » плоскостей  $P$  и  $M$ :

$$t = M \cap P$$

- определяем точку  $A$ , пересечения заданной прямой «а», с плоскостью  $P$ . Данная точка, будет являться точкой пересечения заданной «а» с линией « $t$ », которая является линией пересечения плоскостей  $M$  и  $P$ , т.е.:

$$A = a \cap t$$

Алгоритм построения этой задачи в начертательной геометрии имеет вид:

1. Проводится горизонтальный след плоскости  $M_h$  через линию «а».
2. Определяется проекции линии пересечения  $t'$  и  $t''$ . При этом используются точки  $E(E', E'')$  и  $F(F', F'')$ , как пересечения плоскостей  $P$  и  $M$ .
3. Определяется проекция  $A''$ , как точка пересечения линии  $a''$  и  $t''$ .

При решении настоящей задачи используется следующий алгоритм графической операции (где  $a \cap t$ ):

1. Продолжаем «а» до пересечения оси  $OX$  и отмечаем точки  $M_x$ , как пересечение прямых  $M_h \cap OX$ .
  2. Отмечаем точку  $M_x$ , как точку пересечения оси  $OX$  и прямую  $M_h$ .
  3. Восстановим перпендикулярную линию  $M_v$  через точку  $M_x$  относительно оси  $OX$ .
  4. Отмечаем точку  $E''$ , как точку пересечения следа  $P_v$  и  $M_v$ , где  $E' = M_x$ .
  5. Отмечаем точки  $F'$ , как точки пересечения прямых  $P_h$  и  $M_h$ .
  6. Проводим через точку  $F'$  линии связи  $F' F''$  (где  $F' F'' \perp OX$ ) в системе  $H \perp V$ .
  7. Отмечаем точку пересечения  $F''$ , как пересечение линии связи в системе  $H \perp V$  с осью  $OX$ .
  8. Соединяются точки  $E''$  и  $F''$  с прямой  $t''$ .
  9. Определяется точка пересечения  $A''$  прямой  $a''$  с  $E'' F'' = t''$ .
  10. Опускаем линии связи от точки  $A''$  в системе  $H \perp V$ .
  11. Отмечается точка  $A'$ , как пересечение опущенной линии связи  $A' A''$  (где  $A' A'' \perp OX$ ) с прямой линией  $M_h \cap t'$ , т.е. с прямой линией «а».
- Проведение занятия и решение графических задач по начертательной геометрии и инженерной графики, с использованием вышеизложенного процесса, является легкодоступным методом как для молодых преподавателей, так и обучающихся студентов по направлению «Горное дело» и «Металлургия». Кроме этого, данный метод легко программируется и может быть использован в виде компьютерной графики.

# ОПРЕДЕЛЕНИЕ ИОНОВ ТЯЖЕЛЫХ МЕТАЛЛОВ В ОБЪЕКТАХ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

Файзуллаев О., зав. кафедрой аналитической химии СамГУ, проф.; Файзуллаев О.О., ассистент кафедры физической химии СамГУ

Ионы тяжелых металлов часто сопутствуют металлам, добываемым на предприятиях горнометаллургической отрасли. Они переходят в состав добываемых металлов при обогащении, обработке и выделении. Такие металлы, как ртуть, кадмий, свинец и др. поступают в атмосферный воздух в процессе термообработки металлов. Через атмосферный воздух они переходят в организмы животных и человека. Эти металлы вызывают ряд серьезных заболеваний, требующих особого внимания при лечении. Поэтому необходим постоянный контроль их содержания в различных объектах окружающей среды.

В настоящей работе приводятся данные исследований состава почв, природных и сточных вод, растительного сырья на ионы тяжелых металлов. Образцы почвы отобраны от различных участков поверхности земли. Определялось общее содержание тяжелых металлов в водной вытяжке [1]. Для исследования ионов тяжелых металлов образец почвы после тщательного перемешивания находился в течение 24 ч в дистиллированной воде. При этом воднорастворимая часть ионов перешла в раствор. Для перевода в растворимое состояние водонерастворимой части тяжелых металлов пользовались химическими способами обработки почвы азотной кислотой (1:1) в течение 12 ч при комнатной температуре, с последующим нагреванием при 70-80 °С в течение 2 ч. Нитраты многих тяжелых металлов хорошо растворимы в воде [2], поэтому они полностью переходят при этом в водный раствор. После фильтрования раствора, содержащего ионы тяжелых металлов и промывания остатка почвы дистиллированной водой 5-6 раз, проверяли полноту выделения ионов тяжелых металлов. Фильтрат концентрировали дистилляционным методом [3] при 60-70 °С. Образцы воды и растительного сырья отобрали из различных регионов Самаркандской области (с. Аманкутан Ургутского района, с. Султанабад Пахтачийского района, окраина г. Самарканда). Определение содержания ионов тяжелых металлов проводили потенциометрическим, полярографическим и спектрофотометрическим методами.

*Потенциометрическое определение* проводили двумя способами: кислотно-основным и оксидометрическим титрованием. Вначале осаждением в виде хлорида из холодного раствора разделили свинец. Далее осадил ртуть и кадмий в виде сульфидов. После отделения сульфидов растворяли их в азотной кислоте. При этом образовались нитраты кадмия и ртути. После нейтрализации раствора ионы ртути перевели в комплекс –  $[HgJ_4]^{2-}$  действием избытка йо-

дида калия. Для титрования брали из концентрированного дистилляционным методом раствора аликвотные части. В титруемые растворы опускали платиновый и хлорсеребряный электроды и объем растворов доводили до 20 мл дистиллированной водой. Ионы свинца титровали по кислотно-основному методу стандартным раствором щелочи, а по окислительно-восстановительному методу стандартным 0,005 М раствором калия дихромата в присутствии 1-2 капель 0,005 М раствора хрома (III) нитрата. Ионы кадмия также титровали по кислотно-основному методу стандартным раствором калия гидроксида, а по окислительно-восстановительному методу стандартным 0,005 М раствором калия гексацианоферрата (II) в присутствии 1-2 капель 0,003 М раствора калия гексацианоферрата (III). Титрование ионов ртути (II) проводили после перевода комплексного иона  $[HgJ_4]^{2-}$  в  $Hg^{2+}$  ионы. Кислотно-основное титрование ртути проводили также раствором щелочи, а окислительно-восстановительное титрование – раствором калия йодида в присутствии 0,01 %-ного спиртового раствора йода. При кислотно-основном титровании получаются четкие скачки потенциала, соответствующие вторым точкам эквивалентности. Кислотно-основным методом титровать смеси тяжелых металлов оказалось невозможным из-за близости значений констант кислотности ионов. Как показали исследования смеси ионов можно титровать в смесях вышеуказанными титрантами оксидометрическим методом. Поскольку чувствительность потенциометрических методов ограничена концентрацией в  $10^{-4}$  моль/л, то объекты, в которых содержание ионов тяжелых металлов ниже этого предела, анализировались полярографическим и спектрофотометрическим методами.

*Полярографическое определение* проводили на полярографе ПУ-1 с капилляром, обеспечивающим скорость каплеобразования в 4 капель/сек. Для анализа пользовались ячейкой с электродами: ртутный капельный, донной ртути и хлорсеребряным электродом сравнения. Полярографические определения проводили на ацетатно-аммиачном фоне. В смесях, содержащих ртуть, кадмий и свинец первым восстанавливаются ионы ртути (II), вторым кадмия, а последним свинца. Для подавления максимумов на полярографических волнах в фоновые электролиты добавляли 0,01 % раствор желатины. Положение волны зависит от концентрации фонового электролита и



Таблица

Результаты определения содержания ионов тяжелых металлов ( $\times 10^{-2}$  мг/кг)

| Объекты исследования |        | Потенциометрия |      |      | Поляррография |      |      | Спектрофотометрия |      |      |
|----------------------|--------|----------------|------|------|---------------|------|------|-------------------|------|------|
|                      |        | Pb             | Cd   | Hg   | Pb            | Cd   | Hg   | Pb                | Cd   | Hg   |
| Почва                | 1*     | 32,4           | 13,7 | 12,8 | 32,3          | 13,6 | 12,7 | 32,4              | 13,6 | 12,8 |
|                      | 2*     | 24,2           | 14,3 | 12,1 | 24,4          | 14,4 | 12,0 | 23,3              | 14,3 | 12,2 |
|                      | 3*     | 22,4           | 13,6 | 11,8 | 22,4          | 13,7 | 11,7 | 22,3              | 13,5 | 11,8 |
|                      | 4*     | 21,2           | 12,8 | 11,6 | 21,3          | 12,7 | 11,5 | 21,1              | 12,7 | 11,5 |
| Вода                 |        | 2,22           | 0,45 | 0,22 | 2,20          | 0,44 | 0,21 | 2,21              | 0,45 | 0,21 |
| Растения             | Корни  | 5,24           | 3,49 | 4,50 | 5,17          | 3,45 | 4,43 | 5,16              | 3,45 | 4,44 |
|                      | Стебли | 3,51           | 2,23 | 2,83 | 3,34          | 2,21 | 2,78 | 3,35              | 2,22 | 2,78 |

Примечание: \*) 1 – окраина г. Самарканда; 2 – у шоссе; 3 – 50 м от шоссе; 4 – 100 м от шоссе; х – средняя найденная величина из 9 определений

желатины. Растворенный кислород и другие газы удаляли барботированием очищенным азотом перед определением.

*Спектрофотометрическое определение* проводили на фотоэлектрическом фотометре КФК-3 с микропроцессором и диапазоном спектральной области от 315 до 990 нм. В фотометре в качестве диспергирующего элемента применена дифракционная решетка со спектральным интервалом монохроматического луча, равным в 7 нм. Определение содержания ионов тяжелых металлов проводили на основе цветных реакций исследованных ионов тяжелых металлов с дитизоном. Для определения содержания ионов кадмия аликвотную часть вытяжки поместили в делительную воронку и в нее добавили раствор дитизона в хлороформе или тетрахлориде углерода. После встряхивания отделили органический слой от водного и в водный слой добавили соответствующее количество титрата калия-натрия, спиртового раствора диметилглиоксима, раствор аммиака до нейтральной реакции. Спустя некоторое время в нее добавили раствор гидроксилamina, 0,5 %-ный раствор гидроксида натрия. Далее из этого раствора получили цветной комплекс кадмия с хлороформным раствором дитизона. Для анализа использовали розовый экстракт при pH=1-2. Оптическую плотность измеряли при длине волны 540 нм. Для определения ртути пользовались 0,001 %-ным раствором дитизона. После получения цветного комплекса ртути с дитизоном проводили экстракцию цветного комплекса хлороформом. Для удаления свободного дитизона из цветного комплекса в него добавляли аммиак и встряхивали. При добавлении к экстракту разбавленной уксусной кислоты образовался раствор красно-желтой окраски, после разбавления этого раствора хлороформом и разделения хлороформного слоя использовали его для определения концентраций ртути. Поскольку в составе экстракта могут быть ионы меди (II), оказывающие мешающее влияние на определение, анализ проводили при длине волны 570 нм. Чтобы получить свободный дитизон, в экстракт добавили раствор йодида калия. При этом

при pH=4 образуется комплексный ион  $[HgJ_4]^{2-}$  и выделяется эквивалентное количество дитизона. По окраске выделившегося дитизона можно определять содержание ионов ртути.

Результаты анализа приведены в табл.

Как видно из табл., распространение ионов тяжелых металлов в зависимости от расстояния от дорог, в черте и за чертой города различно. При отдалении от шоссе содержание ионов тяжелых металлов уменьшается, что видно из строк 2, 3, 4 таблицы. Это указывает на то, что содержание ионов тяжелых металлов при непосредственной близости к дорогам больше. Содержание ионов свинца при отдалении от шоссе на расстояние 100 м в среднем уменьшается на 1,1-1,2, кадмия и ртути на 1,08– 1,12 раза. Кроме того, ионы некоторых тяжелых металлов поступают в объекты окружающей среды из предприятий, использующих эти ионы в производстве.

Предлагаемые методы и методики могут быть успешно использованы при методике полезных ископаемых, при контроле содержания этих металлов в продуктах переработки сырья и готовой продукции.

#### Выводы:

1. Исследована возможность титриметрического (потенциометрического), поляррографического и спектрофотометрического определения содержания ионов тяжелых металлов в почве, воде и растениях.

2. Разработаны методики выделения, концентрирования и определения ионов тяжелых металлов в названных объектах потенциометрическим, поляррографическим и спектрофотометрическими методами.

#### Список литературы:

1. Вредные химические вещества. Неорганические соединения элементов I-IV групп. Справочник. Под общ. ред. проф. В.А. Филова. Л.: Химия, 1988.
2. Вредные химические вещества. Неорганические соединения элементов V-VIII групп. Справочник. Под общ. ред. проф. В.А. Филова. Л.: Химия, 1989.
3. Справочник химика, т.2, Основные свойства неорганических и органических соединений. Л.: Химия, 1971.

# ЧЕЛОВЕЧЕСКИЕ РЕСУРСЫ – КАК СОСТАВЛЯЮЩАЯ ЧАСТЬ РЕСУРСОВ ПРЕДПРИЯТИЯ

Дусметов Р.К., начальник отдела НОТИУ НГМК; Закирова Л.С., начальник лаборатории НОТ НГМК; Якубова М.К., психолог лаборатории НОТ НГМК

*То, что хочешь иметь завтра – приобретай сегодня*  
Абу-ль Фарадж

**Что такое человеческие ресурсы организации и их эффективное использование? Где имеются здесь неиспользованные возможности? Похоже, это - некая параллельная плоскость со специфичными законами, которые могут быть взяты на вооружение предприятием**

Сегодня в менеджменте распространенным является представление организации в виде айсберга [1], где видимой, осознаваемой частью являются рабочие места, технология, оборудование, продукция, финансовые ресурсы. А скрытой, порой неосознаваемой частью, являются идеология, культура предприятия, его психологический климат, ценности и чувства. Те аспекты функционирования организации, которые расположены в верхней части айсберга подвергаются сознательному воздействию, контролю, развитию и т.д. В результате организация получает более совершенную и современную организационную структуру, технологию, оборудование, продукцию. Подводная часть айсберга фактически касается людей – работников организации. Сознательное управление потенциалом, который содержится в нижней части айсберга, т.е. управление человеческими ресурсами - стратегический вопрос для дальнейшего развития организации. В условиях развивающегося рынка их эффективное использование становится решающим фактором и состоит в обеспечении такого поведения каждого сотрудника, которое требуется для достижения целей организации. Важность подводной части айсберга видна в обращении к акционерам председателя крупнейшей американской энергетической компании «General Ellectric» в 2000 г., где сказано: «Наш основной бизнес – это подбор, сохранение и развитие человеческого таланта, все остальное вторично, может быть продано или реконструировано. Управление людьми должно стать приоритетом номер один для первого руководителя любой компании».

Так как же обнаруживаются ресурсы в этой не видимой взгляду области, называемой идеология? Что определяет поведение работника и что является его движущей силой? Проливает свет на эти вопросы теория выдающегося американского психолога Абрахама Маслоу, одна из наиболее часто употребляемых теорий в современных концепциях мотивации [2]. Маслоу признавал, что люди имеют множество различных потребностей, и эти потребности можно разделить на пять основных категорий (рис.). Первые две потребности – биологические, следующие – социальные. Неудовлетворение их чревато тяжелыми послед-

ствиями для организма в первом случае, и для человека социального – во втором.

➤ *Физиологические потребности*, являющиеся базовыми, необходимыми для выживания, расположены в основании пирамиды. Они включают потребности в еде, воде, убежище, отдыхе и сексуальные потребности.

➤ *Потребности в безопасности* и уверенности в будущем включают потребности в защите от физических и психологических опасностей со стороны окружающего мира и уверенность в том, что физиологические потребности будут удовлетворены в будущем. Проявлением потребности уверенности в будущем является поиск надежной работы с хорошими видами на пенсию.

➤ *Социальные потребности* – это понятие, включающее чувство принадлежности к чему или кому-либо, чувства, что тебя принимают другие, чувства социального взаимодействия, привязанности и поддержки.

➤ *Потребности в уважении* включают потребности в самоуважении, личных достижениях, компетентности, уважении со стороны окружающих, признании.

➤ *Потребности самовыражения* – потребность в реализации своих потенциальных возможностей и росте как личности.



Рис. Основные категории потребностей

Эта теория внесла исключительно важный вклад в понимание того, что лежит в основе стремления людей к работе. Руководители разных рангов стали понимать, что мотивация людей определяется широким спектром их нужд. Для того, чтобы мотивировать конкретного человека, руководитель должен дать ему возможность удовлетворить важнейшие потребности, построив его деятельность таким образом, чтобы было выгодно организации, или, говоря иначе, разработать стратегию соприкосновений интересов организации и работника.

Мотивирование персонала классически строилось преимущественно на увеличении потребления работником материальных и нематериальных ресурсов предприятия. На то работает вся система вознаграждения, компенсаций, льгот, пакет социальных услуг и т.д. Но, замечательная и притягательная истина здесь заключается в том, что работника мотивирует не только получение. Чем более квалифицированным и грамотным является работник, тем важнее для него становится отдача. Для удовлетворения потребности в социальной значимости необходима достойная оценка его деятельности, необходимы конкретные успехи, приносящие пользу другим, и удовлетворение от «излучения» работник испытывает гораздо большее, чем от «поглощения». Профессионально построенная система мотивации сегодня позволяет достигать своей цели, не расточая блага предприятия, а грамотно организуя деятельность персонала. Исследования опросов работников о мотивах их деятельности подтверждают вывод о том, что потребности высших уровней (отдача) служат лучшими мотивирующими факторами, чем потребности низших уровней (потребление).

Анализируя опыт наиболее передовых компаний [3], исследователи пришли к выводу, что обычно каждый человек считает себя выдающимся, и работники хотят думать о себе, как о победителях. Если в процессе работы удовлетворяются личные потребности человека, то производительность и удовлетворенность трудом возрастает необычайно. И, в результате, повышение эффективности использования человеческих ресурсов решается путем создания общих условий, способствующих реализации потенциала сотрудников и осуществления контроля над их применением. Причем, учитывается не только то, что он может сделать прямо сейчас, но и природные, потенциальные возможности, не только его профессиональные умения, но и его интеллект, креативность (творческие способности), эмоции, личные качества. Все может и должно быть использовано. Здесь и кроются большие возможности предприятия, и понятие «людские, или человеческие ресурсы» становится объяснимым. И когда индивиды становятся связанными с предприятием как люди, а не как специалисты (винтики), появляется чувство сопричастности к деятельности предприятия и, в результате, появляется чувство высокой самооценки работников. И с точки зрения преданного делу человека - организация превращается из

употребляемого инструмента в ценный источник морального удовлетворения личности.

Но, к сожалению, типичная организация часто пытается разрушить представление работника о самом себе, рассматривая свой персонал в отрицательном свете (может, она сурова более на словах, а не на деле, но суровый выговор не меньше пугает людей). В реальной жизни существует разрыв между потенциалом сотрудников и степенью его использования. Причиной этому является то, что руководители часто недооценивают определяющую движению организации «подводную машину», и управление персоналом компании рассматривается как обслуживающая область управления компанией, слабо связанная с основной деятельностью. Существующие методы работы с кадровым потенциалом отстают от стоящих перед организацией задач, мешают развитию сотрудников, ограничивают их вклад в достижение организационных целей. И, как следствие, игнорирование природы человека, его потребностей - едва ли не повсеместное явление внутренней резигнации, которую можно описать как отсутствие инициативности и готовности к производительному труду со стороны сотрудников, безразличие к результатам собственной работы, сокращение отдачи на рабочем месте до необходимого минимума, преобладание конформистского настроя, в конечном итоге - уход в себя. Кроме того, внутренняя резигнация порождает у работника чувство разочарования, со временем распространяющееся на другие сферы жизни, депрессивность, вызывает психосоматические заболевания. Она порождается как следствие того, что условия труда перестают соответствовать изменившимся возросшим требованиям сотрудника к своему месту на предприятии, которое не оценено в должной мере, и не может удовлетворить потребности работника в самоуважении и саморазвитии [4, 5].

Сегодня, в условиях перехода к рыночным отношениям одной из острейших проблем для комбината важна преемственность поколений. Работники, прошедшие суровую школу закалки, стоящие у истоков образования комбината, уходят на заслуженный отдых, новые работники, принимая их эстафету, должны научиться ценить себя, свои собственные достоинства и таланты.

Сегодня персонал нуждается в управлении по новым правилам. Система управления, действовавшая в бывшем Советском государстве, с мощной идеологической составляющей, основанная по принципу «наказание-поощрение», сегодня не отвечает современным требованиям. Построение сильного демократического общества с устойчивой социально ориентированной рыночной экономикой без внутренней мотивационной конфронтации «работник-предприятие», с сохранением работников, способных и готовых работать на благо предприятия становится задачей, которая может быть осуществлена через переосмысление организации управления, придание

должного внимания персоналу, человеку с его потребностями [6-8].

Комбинат готов вкладывать и вкладывает в свои кадры значительные финансовые средства. Деньги, затрачиваемые на обучение, социально-бытовую сферу, составляют существенный процент прибыли предприятия. А фокусировка на персонале как ресурсе позволит учитывать потребности работников в отдаленности и более эффективно использовать вложения.

Ориентированность на персонал должна быть заложена в основу долгосрочных комплексных мероприятий предприятия, основные направления которых уже содержатся в Программе по развитию и эффективному использованию персонала комбината на 2002-2010 гг. Внедрение данной Программы предусматривает тесное сотрудничество служб НОТ, кадровых служб, отделов охраны труда и безопасности. С целью ее реализации в отделе НОТиУ создана лаборатория НОТ, введена должность психолога. Запланировано и подготавливается обучение работников комбината по специализациям «Организация, нормирование и оплата труда» и «Производственная психология».

В настоящее время в отделе НОТиУ находится в стадии разработки система оценки персонала, ориентированная как на достигнутые результаты, так и на долгосрочные перспективы развития сотрудника. Сегодня в международном менеджменте особой популярностью пользуется Управление посредством постановки целей, основная идея которого заключается в том, что человек с большей охотой и ответственностью относится к делам, запланированным самим. Данная концепция и была положена в основу разрабатываемой системы оценки персонала. Полагаем, что это позволит не только своевременно и объективно оценивать персонал, но также и мотивировать и развивать работников.

Совместно с кадровыми службами разрабатывается система отбора и ротации кадров «Заявка», которая сейчас находится в стадии апробации. Данная технология посредством создания баз данных позволит отбирать лучшие кадры региона, и учитывать интересы работников комбината, стимулируя их профессиональный рост и инициативу.

Разработка поставленных вопросов в комбинате способствует приобщению к развивающимся сегодня теориям управления персоналом, которые семимильными шагами внедряются в устройство организаций, вовлекают устремления, мысли и чувства работников в рабочий процесс предприятия, наращивая при этом производительность, и давая работникам взамен ощущения востребованности, значимости, и даже уникальности собственного «Я», а ведь это, как мы знаем, и не только из пирамиды Маслоу, одно из самых ценных переживаний жизни.

#### Список литературы:

1. Бекирова Г.Х. Управление человеческими ресурсами. Санкт-Петербург, «Речь», 2003 г.
2. Мескон М. Основы менеджмента. Москва, «Дело», 1998 г.
3. Питерс Т. В поисках эффективного управления. Москва, 1990 г.
4. Журнал «Менеджмент в России и за рубежом», № 4. 2002 г. Статья А.И. Леонова «Внутренняя резигнация: симптомы, причины, пути преодоления».
5. Шекшня С.В. Как это сказать по-русски? Журнал «Управление персоналом», Москва, 2004 г.
6. Каримов И.А. Узбекистан по пути углубления экономических реформ. Т.: Узбекистон, 1995 г.
7. Каримов И.А. Наша высшая цель – независимость и процветание родины, свобода, свобода и благополучие народа. Т. 8, Т.: Узбекистон, 2000 г.
8. Шекшня С.В. Управление персоналом современной организации. Москва: Бизнес-школа «Интел-синтез», 1997 г.

УДК 347. 24. (575. 10)

© Давранбеков А.У. 2005 г.

## ИНСТИТУТ ПРАВА СОБСТВЕННОСТИ В НЕДРОПОЛЬЗОВАНИИ В МИРОВОЙ ПРАКТИКЕ

Давранбеков А.У., юриконсульт Центрального рудоуправления НГМК

Отношения собственности на участки недр и месторождения полезных ископаемых в недрах, правовой режим недр занимают главенствующее положение в системе горных отношений и тесно связаны с такой правовой категорией гражданского и горного права, как право собственности, которое является одним из видов вещного права.

С точки зрения вещных прав, полезные ископаемые во многих странах, как и в нашей республике, подразделяются на уже открытые и еще не открытые.

Не открытые месторождения полезных ископаемых не выступают в качестве материальных объектов правового регулирования. Не обнаруженные месторождения презюмируются либо как «res nullius» (по римскому праву - вещь никому не принадлежащая), либо позднее принадлежащие, либо государству либо собственнику земельного участка над месторождением.

Возникновение вещных прав предопределяется существованием таких крупных собственников природных ресурсов, как государство и его субъекты,

которые либо сами создают самостоятельные организации с правами юридических лиц, либо передают участки как государственную собственность для самостоятельного пользования юридическим и физическим лицам. На примере нашей республики можно сказать, что таким крупнейшим предприятиям, как Алмалыкскому и Навоийскому горно-металлургическим комбинатам, имущество, приобретенное от собственника и приумноженное за счет его средств, т.е. от государства, принадлежит на правах полного хозяйственного ведения. Приобретая подобные вещные права, недропользователи по своему усмотрению совершают в отношении участка недр любые действия, не противоречащие закону. Недропользователи, получающие в пользование участки недр, приобретают в отношении переданного участка недр три основных правомочия: принимать решения о создании предприятия и определять цели его деятельности; принимать решения о реорганизации и ликвидации предприятия; контролировать эффективность использования и сохранность предоставленного ему участка недр.

Помимо института права собственности на развитие горных отношений существенное влияние оказывают иные права, проявляющиеся в реализации экономических отношений собственности, - аренда, залог и др. В отличие от права собственности, предоставляющего обладателям полную хозяйственную свободу в использовании своего имущества, эти права называются ограниченными, так как не могут совпадать с правами и возможностями собственника.

Характерной чертой вещного права является деление вещей на находящиеся в публичной, либо частной собственности. В свою очередь, публичные вещи, а применительно к горному праву это недр, участки недр, месторождения полезных ископаемых делятся на предметы общего пользования и предметы, находящиеся в пользовании и управлении у государства. Сами же предметы общего пользования часто разделяются на две категории: вещи, пользоваться которыми может любое лицо без чьего-либо согласия, и вещи, частное пользование которыми ограничено, исходя из публичных интересов, несмотря на то, что они являются частной собственностью.

Так же, как и в нашей Республике (ст. 4 Закона РУз «О недрах»), в подавляющем большинстве стран доминирующее положение занимает право государственной собственности на недра. Например, во Франции собственником недр является государство. Бесспорным является право государства на недра на земельных участках, находящихся в государственной собственности. Путем издания Горного кодекса Франции 1956 г. право распоряжения недрами полностью перешло в руки государства. В США около 1/3 территории страны занимают земли с полезными ископаемыми, находящиеся под юрисдикцией федеральных властей и подконтрольные Конгрессу США. В Канаде основные богатства недр также находятся, либо в руках Короны, либо провинций и территорий. В ФРГ федеральное законодательство делит полезные ископаемые на открытые

для поисков и разработок и полезные ископаемые, входящие в состав земельной собственности.

Нельзя обойти вниманием, что зарубежное законодательство при регулировании отношений недропользования используют в правовом обороте так называемые горные принципы (принцип акцессии, горной регалии, горной свободы, а также принцип концессии), которые характерны в правоприменительной практике для того или иного государства. Для нашей республики по законодательству характерны и применимы в обороте такие принципы, как принцип горной свободы и концессии. Доступным языком, (в двух словах) эти принципы можно расшифровать следующим образом: недропользователь может свободно осуществлять геологическое изучение и разработку участков недр, но в то же время для этого обязательно требуется разрешения собственника недр, а также в процессе пользования участком недр он, может быть, подвергнут санкциям за неправомерное использование предоставленных прав. А также, собственник (владелец) участка земли не имеет права пользоваться и распоряжаться находящимися на участке природными ресурсами в одностороннем порядке.

Что касается распределения прав собственности на участки недр, то по отношению к той или иной форме собственности на недра зарубежные страны могут быть подразделены на три группы:

- ✦ в одних странах право государственной собственности на недра признано и закреплено законом (Аргентина, Бразилия, Мексика, Перу, Чили, и др.);

- ✦ в других – право государственной собственности на недра распространяется только на земельные участки, находящиеся в государственной собственности (федерации или ее субъекта), допускается частная собственность на участки недр и месторождения полезных ископаемых, но на любых земельных участках только государственным органам принадлежит право давать разрешение на разведку и эксплуатацию недр специальным субъектам предпринимательской деятельности (Франция, Германия, Япония, и др.);

- ✦ наконец, в третьей группе стран (Англия, отдельные штаты США, Канада) вместе с государственной собственностью существует право частной собственности на земельный участок, что предполагает и право собственности на полезные ископаемые, расположенные под этим участком. В большинстве случаев, в этой ситуации, допускается признание самостоятельных прав на земельный участок и участок недр, и допускаются сделки отдельно в отношении прав на земельный участок и участок недр под ним.

По способу территориального устройства государства можно подразделять на унитарные и федеративные. В отличие от унитарных государственных устройств, федеративные отличаются более сложной и многоуровневой системой государственного управления. Здесь очень много проволочек на законодательном уровне, в том числе и в сфере недропользования. Например, вопросы, касающиеся предмета ведения права собственности на природные ресурсы между

центром и регионами (провинциями) разительно отличаются от унитарной системы государственного управления.

Такие федеративные государства как Соединенное Королевство и Германия придерживаются модели, которая описывает круг вопросов, находящихся в исключительной компетенции, соответственно, Соединенного Королевства и Федерации. Остальные полномочия передаются затем Шотландии, Северной Ирландии, Уэльсу и землям. Ни в одной из этих стран не предусматривается совместное ведение каких-либо вопросов: всеми существующими полномочиями обладает либо центральная власть, либо более низкий уровень власти. Также следует отметить, что и в Соединенном Королевстве, и в Германии право собственности на минеральные ресурсы принадлежат исключительно центру, т. е. государству. В США, где также существует федеративное деление государства, Законом «О федеральной земельной политике» 1976 г. было установлено, что земли остаются в федеральной юрисдикции. Все земли по закону подлежали инвентаризации. Иными словами, Конгресс США имеет право давать санкцию на выкуп перспективных для недропользования земель администрации уже без издания законов. Цели и задачи использования этих земель устанавливаются министром внутренних дел на основе многократного их использования. В отличие от вышеперечисленных государств, в Канаде собственником всех запасов углеводородного сырья, расположенных на федеральных землях, в том числе и в шельфовой зоне, является Федерация. В то же время права собственности на углеводородное сырье, находящееся на территории отдельных провинций, принадлежат самим провинциям. В Российской Федерации право собственности на недра и содержащиеся в недрах полезные ископаемые, энергетические и иные ресурсы признаются государственными. Законодательством предусматривается совместное ведение Российской Федерацией и ее субъектами вопросов владения, пользования и распоряжения недрами и другими природными ресурсами. По предметам совместного ведения приняты федеральные законы, на основе которых осуществляется разграничение полномочий между федеральным центром и регионами. Субъект федерации не вправе объявить своим достоянием (собственностью) природные ресурсы на своей территории и осуществлять такое регулирование отношений собственности на природные ресурсы, которое ограничивает их использование в интересах всех народов Российской Федерации, поскольку этим нарушается суверенитет государства.

Таким образом, можно говорить, что вопрос о праве собственности на природные ресурсы между федеральным центром и провинциями законодательно отрегулирован. Можно говорить, что в мировой практике отчетливо можно выявить несколько способов регулирования подобного механизма. Это утверждение и применение принципа верховенства федерального

законодательства и установление принципа «конкурирующей компетенции» между центром и окраиной, либо создание действенного механизма коллизионного разрешения вопросов, и, наконец, как в США, совершение гражданско-правовых сделок.

Помимо федеральной собственности на участки недр и собственности субъектов федерации в странах с англосаксонской системой права, и, в ряде других стран, существует система частной собственности на недра. В Англии и части штатов США традиционно сложилось право частной собственности не только на земельные участки, содержащие полезные ископаемые, но и право частной собственности на недра под этими земельными участками. В США для тех земель, которые не принадлежат ни федеральному правительству, ни правительствам штатов, право на разведку полезных ископаемых принадлежит собственнику земельного участка или его арендатору. Но право на изыскание и эксплуатацию месторождений в большинстве штатов регулируется законодательством штатов в большей степени, чем управление любым другим видом собственности.

При аренде земельного участка может возникнуть также ситуация, что владение несколькими лицами одним и тем же земельным участком может создать конкурирующие интересы в использовании земельного участка и недр. В этой области типична форма совместной собственности – (совместная аренда, аренда общей собственности и объединенная аренда), в которой право собственности подкрепляется титулом или завещанием. Приобретенная двумя или более лицами эта собственность (аренда) сопровождается правом контроля каждого совладельца за надлежащим ее использованием. Объединенная аренда включает право распоряжения, и каждый из совместных арендаторов имеет право распорядиться неразделенным отдельным интересом в собственности. Разделенный интерес может быть также создан, в случае, если владелец продает часть земельных или горных прав, или когда горные права отделены от прав на землю, владелец земельного участка предоставляет недропользователю горные права, чтобы обеспечить доступ к месторождению для его оценки.

Таким образом, если рассматривать вопрос о праве собственности на недра и классификацию полезных ископаемых с точки зрения определения сферы действия горного законодательства, то можно прийти к такому выводу, что право собственности на недра во многих странах неодинаково. На формирование отношений собственности на недра существенное влияние оказали система права, традиции, существующие социально-экономические отношения, сложившиеся в той или иной стране. Все же, при всем многообразии специфических черт для определения права собственности на недра большое значение имеют тесная связь права собственности на недра с правом собственности на поверхность земли и правовой режим земельных участков, выделяемых для недропользования и даже способ ведения горных работ.



## НАШИ ЮБИЛЯРЫ

### Владимиру Сергеевичу ЛОБАНОВУ – 70 лет



*Владимиру Сергеевичу Лобанову - начальнику лаборатории горных работ научно-исследовательского отдела Узбекского научно-исследовательского и проектного института «O'zGEOTEXLITI» – 70 лет. Вся трудовая деятельность В.С. Лобанова, начавшаяся в 1957 году, связана с горным делом Узбекистана.*

*В.С. Лобанова отличает высокий профессионализм, исключительно ответственное отношение к делу, богатый производственный опыт, хорошие организаторские способности, которые им плодотворно использованы на Алтын-Топканском свинцово-цинковом комбинате (ныне*

*ОАО «Алматынский ГМК»), где он прошел путь от начальника смены до главного инженера подземного рудника и начальника производственно-технического отдела рудоуправления, в объединении «Узбекзолото», где трудился начальником производственно-технического отдела, главным инженером объединения, в тресте «Средазспецстрой», на Чадакском руднике объединения «Узбекзолото», в Госкомдрагметалле, ассоциации «Узальмазолото», старательской артели «Ау-Турон», производственном объединении «Спецсплав». Характерный творческий подход к решению поставленных перед Владимиром Сергеевичем проблем позволяет ему успешно решать их в кратчайшие сроки. Результаты исследований В.С. Лобанова, опубликованные в различных научно-технических журналах, имеют большое практическое значение в горно-рудной промышленности Республики Узбекистан. За многолетний и безупречный труд В.С. Лобанов награжден орденами «Трудового Красного Знамени», «Дружбы народов», медалями «За доблестный труд», «Ветеран труда», почетной грамотой Президиума Верховного Совета и Совета Министров Узбекистана.*

*В.С. Лобанов человек открытой и доброй души, порядочный и принципиальный.*

*Коллективы Навоийского государственного горного института и института «O'zGEOTEXLITI» искренне и сердечно поздравляют Владимира Сергеевича Лобанова со знаменательным юбилеем и желают Владимиру Сергеевичу здоровья, благополучия, творческих удач и*

## ЗАЩИТА ДИССЕРТАЦИИ



*08.06.2004 г. на заседании Специализированного совета ФГУП ВНИПИ-промтехнологии в г. Москва состоялась защита диссертационной работы главного маркшейдера НГМК Виктора Николаевича Кольцова на тему: «Прогноз устойчивости бортов карьеров при разработке сложноструктурных месторождений в скальных породах (на примере карьеров Навоийского ГМК)», по которой 28.01.2005 г. Высшей Аттестационной комиссией ему присвоена ученая степень кандидата технических наук.*

*В диссертационной работе В.Н. Кольцова дано новое решение актуальной научной задачи по прогнозу устойчивости бортов карьеров, разрабатывающих сложноструктурные месторождения в скальных породах, заключающееся в обосновании рациональных параметров карьерных откосов на основе применения высокоточной системы GPS, анализа*

*напряженно-деформированного состояния прибортового массива и разработке новых методов контроля деформационных процессов, позволяющих свести к минимуму ущерб от локальных оползней и обеспечивающих поддержание борта в целом в устойчивом состоянии на весь период отработки месторождения. Предложенные рекомендации позволяют оптимизировать границы карьеров за счет внедрения рациональных параметров уступов и бортов, уменьшить объемы вскрыши или увеличить глубину открытой разработки при обеспечении безопасности введения горных работ на глубоких горизонтах.*

*Коллектив ученых НГМК пополнился еще одним ученым-практиком с 25-летним трудовым стажем на горных работах.*

*Горная общественность и коллеги по работе сердечно поздравляют Виктора Николаевича Кольцова с присвоением ему ученой степени кандидата технических наук!*