

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

**Ta'asischilar:**

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., Klimenko A.I.,  
Kustov A.M., Malgin O.N., Nasirov U.F.,  
Norov Yu. J., Raimjanov B., Rahimov V.R.,  
Saidov R.T., Sanakulov K.S., 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  
Internet: mining-bulletin.geotech.uz

**Dizayn va kompyuter sahifasi:**

Bannov A.N., Naumova O.A.

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

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

Nashr etishga 04.09.2006 y. imzolandi

Adadi 750 nusxa

**MUNDARIJA / СОДЕРЖАНИЕ****GEOLOGIYA. GEOXIMIYA VA GEOFIZIKA /  
ГЕОЛОГИЯ. ГЕОХИМИЯ И ГЕОФИЗИКА**

<b>Шоисматов Э.Р.</b> К 80-летию геологической службы Узбекистана.....	3
<b>Бадалов С.Т.</b> Геохимические основы рудообразования.....	4
<b>Сулейманов М.О., Пирназаров М.М.</b> Золоторудные месторождения вулканических поясов и особенности распределения в них золота.....	7
<b>Турсебеков А.Х., Василевский Б.Б., Рахимов Р.Р., Хантемиров Р.М.</b> Молибденоносность, рениеносность и осмиеносность руд медно-молибденового и золоторудного месторождения Кальмакыр и Мурунтау.....	11
<b>Хамидуллаев Н.Ф., Борodin Ю.В.</b> Перспективы золотоносности Кошрабадского рудного узла.....	15
<b>Эргашев Ш.Э., Хантемиров Р.М.</b> Рудоконтролирующие фотоструктуры Мадмонского рудного поля и их роль при выборе перспективных направлений ГРП.....	21
<b>Абдурахманов А.А., Эзозхонов А.Н., Сулейманов М.О., Мирзаева Г.А., Прутик Е.В.</b> Чадакское рудное поле: геологическая структура и перспективы.....	24
<b>Харин В.Г.</b> Мезозойские бурожелезняковые руды гор Букантау и возможности их применения.....	28

**GEOTEKNOLOGIYA / GEOTEKNOLOGIYA**

<b>Сытенок В.Н., Наимова Р.Ш.</b> Обоснование методики расчета устойчивости откоса отвала под действием сосредоточенной нагрузки.....	30
<b>Норов Ю.Д., Уринов Ш.Р.</b> Исследование закономерности изменения угла внутреннего трения грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса.....	33
<b>Норов Ю.Д., Уринов Ш.Р.</b> Изменения механических свойств грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса в зависимости от массовой влажности.....	35
<b>Жиянов Ю.А., Рахимджанов А.А., Кудинов А.А.</b> К вопросу полноты извлечения золотосодержащей руды из тонких крупнопадающих рудных тел.....	37
<b>Лобанов В.С., Мухитдинов А.Т., Киселенко А.С., Оруджов У.С., Идрисов С.С.</b> Классификация способов нарезки блоков при разработке жильных месторождений.....	41
<b>Федянин С.Н.</b> Выбор алгоритмов рентгенорадиометрической сортировки и сепарации золотосодержащих руд месторождения Кокпатас.....	43
<b>Федянин С.Н.</b> Математическая коррекция за расстояние результатов рентгенорадиометрического опробования на РК-А по данным градуировки на плоских рудных моделях.....	47
<b>Веклов В.А., Митраков О.Е., Зайнитдинова Л.И., Куканова С.И., Лильбок Л.А., Эргашев У.А.</b> Лабораторные исследования по биоокислению сульфидной руды перколяционным способом в шихте с флотоконцентратом.....	50

**METALLURGIYA VA BOYITISH /  
ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ**

<b>Турсебеков А.Х., Уздебаева Л.К., Низамова А.Т.</b> Вещественный состав и технология обогащения «рудных шлаков» медного производства Алмалыкского ГОКа.....	53
<b>Тулешов А.И., Кузиев С.А.</b> Особенности измельчения шихты руд месторождений Кокпатас и Даугызтау.....	56
<b>Крымов Л.Р., Узлов В.С., Агапов Д.А.</b> Опыт укладки хвостов большими расходами на примере хвостохранилища ГМЗ-2.....	59
<b>Дребенштейн К., Ишимов А.М.</b> Особенности формирования надводного и подводного потоков гидросмеси в хвостохранилищах.....	62

**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'zGEOTEHLITI»

**При финансовой поддержке:**

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

**Главный редактор:** Агзамов Ш.К.

**Зам. главного редактора:** Сытенков В.Н.

**Редакционный совет:**

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

Журнал зарегистрирован в УЗБЕКСКОМ  
АГЕНТСТВЕ ПО ПЕЧАТИ И ИНФОРМАЦИИ

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

При перепечатке материалов ссылка на журнал  
обязательна

За точность фактов и достоверность  
информации ответственность несут авторы

**Адрес редакции:**

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

**Дизайн и компьютерная верстка:**

Баннов А.Н., Наумова О.А.,

**Аналитическая группа:** Лузановский А.Г.,  
Голиценко Г.Н., Кудинова Р.Н.

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

Подписано в печать **04.09.2006 г.**

Тираж 750 экз.

**GEOTEХНИКА / GEOTEХНИКА**

**Лобанов В.С., Шакаров Я.И., Рахимджанов А.А., Мухит-  
динов А.Т., Киселенко А.С.** Основные принципы выбора  
комплексов самоходного оборудования при разработке жиль-  
ных месторождений ..... 64  
**Полищук В.Д., Бодло Н.В.** Горно-транспортные комплексы и  
машины ОАО «Азовмаш» ..... 68

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

**Сафаров И.И., Жураев Т.О., Носирова Ш.Н.** Эксперимен-  
тальные исследования колебания защитных сооружений ..... 72  
**Жумаев З.Ш., Абдуллаев Ф.А., Джуроева Н.М., Эшпулатов Б.**  
Исследование влияния входных параметров на процессы пере-  
мешивания и распространения струи в ограниченном простран-  
стве ..... 75  
**Кодиров Т.М., Саъдуллаев М.С.** Автоматическое регулиро-  
вание мощности конденсаторных батарей ..... 76  
**Саъдуллаев М.С.** Решение дифференциальных уравнений  
компенсаций реактивной мощности ..... 77  
**Тошов Б.Р.** Расчет траекторий сальтирующих частиц при  
эрозионном процессе ..... 78  
**Жураев Т.О., Носирова Ш. Н., Кенжаева М.** Эксперимен-  
тальные методы определения скорости распространения  
волны в полупространстве ..... 82  
**Сафаров И.И., Носирова Ш.Н., Жумаев З.Ф.** Антиплоская  
деформация труб при воздействии волны сдвига ..... 84  
**Ахмедов Х.И.** Изменение размеров инструментальной угле-  
родистой стали марки У8 при термической обработке ..... 85  
**Товбаев А.Н.** Уч фазали электроферромагнит ток  
занжирлариди субгармоник тебранишларнинг таълили ..... 87

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

**Пулатов А.М., Никкель Е.В.** Современные информаци-  
онные технологии в преподавании специальных дисциплин ..... 89  
**Аяпова Д.У.** Особенности немецкого языка при работе с тех-  
нической литературой ..... 90  
**Перегудова Г.П.** Решение физической задачи на примере  
исследования зависимости контактных напряжений от пара-  
метров шарошечного долота при бурении ..... 91  
**Пиримов А., Хакимов А., Худайбердиев О.Ж., Исмоилова З.Т.**  
Роль математики при изучении технических дисциплин ..... 93  
**Юсупова Ф.З., Эшонкулова Н.А.** Дидактические аспекты  
применения компьютера в обучении ..... 95  
**Тошов Б.Р., Нематов Б., Мухаммедов Ш., Мирзаев М.Ш.**  
Талабалар билимини назорат қилишда рейтинг балларини  
бир асосга келтириш ..... 96  
**Шадиева Қ.С.** Булажак ўқитувчининг амалий тайёрлиги ..... 98  
**Шадиева Қ.С.** Инновацион педагогик фаолиятнинг  
методологик аспекти ..... 100

**IQTISOD / ЭКОНОМИКА**

**Мамадалиева Н.А., Шамиев Г.У., Иноятова М.Ш.** Роль  
иностраннных инвестиций в развитии промышленности ..... 104

**TARIX / ИСТОРИЯ**

**Назарова С.Э., Заиров Ш.Ш., Солиев Б.** Забытый камень ..... 106  
**Сайидова М.** Зарафшон воҳаси аҳолисининг маънавий  
ҳаётидан лавҳалар (IX-XIV асрлар) ..... 107

**HABARLAR / ИНФОРМАЦИЯ**

**Защита диссертаций** ..... 108

**REKLAMA / РЕКЛАМА**

На 2 стр. обложки: ОАО «Азовмаш»  
На 3 стр. обложки: ЗАО «Челябинский компрессорный завод»  
На 4 стр. обложки: «Atlas Copco Rock Drills AB»

## К 80-ЛЕТИЮ ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ СЛУЖБЫ УЗБЕКИСТАНА

Шоисматов Э.Р., заместитель Премьер-министра Республики Узбекистан

Позвольте мне от всей души поздравить работников геологической службы Государственного комитета Республики Узбекистан по геологии и минеральным ресурсам и всю геологическую общественность с 80-летним юбилеем организации геологической службы нашей страны, который широко отмечается в декабре 2006 г.!

Геологическая отрасль является одной из базовых отраслей экономического развития Республики Узбекистан. Трудом нескольких поколений геологов в Республике создана мощная минерально-сырьевая база горнодобывающей промышленности, сельского хозяйства и стройиндустрии. На базе разведанных запасов полезных ископаемых в Республике построены города: Навои, Зарафшан, Алмалык, Ангрен и др., действуют первенец цветной металлургии Узбекистана - Алмалыкский ГМК и основной продуцент по выпуску золота и урана-сырца - Навоийский ГМК, объекты нефтегазодобывающей и строительной индустрии, водозаборы пресных подземных вод и бальнеологических лечебных учреждений. В честь первооткрывателей воздвигнуты обелиски, названы поселки, улицы, школы и др.

Выдающимся достижением отечественных геологов является открытие уникального месторождения золота Мурунтау, Зармитанской золоторудной зоны, золоторудных месторождений в Западном Узбекистане, Приташкентском районе - Кызылалма и Кочбулак, газоконденсатных месторождений Газли, Шуртан, нефтяного - Кокдумалак, медно-молибденовых месторождений - Кальмакыр, Сарычеку, Дальнее и других. Выявлены месторождения новых в Республике видов сырья - лития - Шавазсай, стронция - Шерабад, вермикулита - Тебинбулак, фосфоритов - Джерой-Сардара и других.

Благодаря поддержке Правительства республики геологическая отрасль сохранила свой государственный статус, наращивает объемы прироста запасов золота, урана, нефти, газа, конденсата и других полезных ископаемых.

Геологи всегда были впереди всех начинаний и оправдывали возлагаемые на них надежды, несмотря на трудности.

10 февраля 2006 года на расширенном заседании Кабинета Министров, посвященного итогам социально-экономического развития Узбекистана в 2005 году, Президент Республики Узбекистан Ислам Абдуганиевич Каримов подчеркнул, что одной из самых важных задач государства является ус-

тойчивое обеспечение высоких темпов роста экономики.

Это означает, что мы должны стабильно обеспечивать приросты запасов золота, урана и других полезных ископаемых с передачей объектов в промышленное освоение. Нам необходимо усилить поисковые и оценочные работы на коренное золото в пределах месторождений Зармитанской золоторудной зоны, глубоких горизонтов месторождения Мютенбай, в Северо-Нуратинском, Зиаэтдинском, Центрально-Кызылкумском, Султанувайском, Алмалыкском, Ангренском, Чадакском рудных районах.

Выявить новые площади развития промышленного золотого и другого оруденения очень не просто. Решить эту задачу можно только с большим напряжением сил при условии творческого подхода и использования опыта наших учителей, таких как: Х.М. Абдуллаев, Х.Н. Баймухамедов, Н.П. Васильковский, И.М. Исамухамедов, Г.В. Касавченко, О.К. Ланге, Г.А. Мавлянов, Г.И. Малматин, В.И. Попов, Т.А. Сикстель, А.С. Уклонский, И.Х. Хамрабаев, Н.Н. Ходжибаев, Р.В. Цой, Г.С. Чикрызлов и многих других.

В годы независимости геологическая наука и практика не только сохранила государственную структуру, но и приобрела мощный импульс своего развития. За этот период геологоразведчиками Узбекистана разведано более 200 месторождений различных полезных ископаемых, в том числе: золота - 14; вольфрама - 1; урана - 6; вермикулита - 1; камнесамоцветного сырья - 14; агрохимических руд - 5; строительных материалов - более 140 и др. Большинство из них было передано на баланс горнодобывающих предприятий. Всего к настоящему времени в Республике выявлено более 3000 месторождений и перспективных проявлений полезных ископаемых, около 100 видов минерального сырья, из которых 65 используются в промышленности и сельском хозяйстве.

В Республике разведано более 1466 месторождений, включающих 72 вида минерального сырья (66 учитываются балансом), в том числе: 51 месторождение благородных, 43 - цветных, редких и радиоактивных металлов, 3 - черных металлов, 191 - топливно-энергетического, 21 - горно-химического, 36 - горнорудного сырья и др., 30 - самоцветов, 520 - строительных материалов, 571 - подземных вод. Подготовленные к отработке запасы всех видов мине-

рального сырья оцениваются в 1,88 трлн. долл. США, а суммарный минерально-сырьевой потенциал - более чем в 10,96 трлн. долл. США. Создана крупная сырьевая база не только благородных (золото, серебро) и радиоактивных, но и цветных, редких металлов, запасы которых связаны как с собственными, так и с комплексными месторождениями.

Большие запасы меди сконцентрированы в уникальных комплексных медно-порфировых месторождениях Алмалыкского горнорудного района, где кроме меди, в рудах месторождений сосредоточены значительные запасы золота, молибдена, серебра, серы, теллура, селена, рения и других металлов.

80-летний профессиональный юбилей геологи Республики встречают с чувством твердой уверенности в огромные перспективы недр родного края.

УДК 622

© Бадалов С.Т. 2006 г.

## ГЕОХИМИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ РУДООБРАЗОВАНИЯ

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

Проблемы рудообразования по причинности возникновения разнообразнейших генетических типов концентраций важнейших рудных и редких элементов в природных системах являются наиболее сложными. В связи с тем, что однозначного решения этих проблем в целом не существует, в каждом конкретном случае рассматриваются все возможные варианты, участвовавшие в этих процессах. Несомненным остается лишь то, что в образовании почти каждой концентрации элементов, особенно в виде крупномасштабных месторождений, активное участие принимали подстилающие и вмещающие оруденения породы [1]. Не случайно поэтому, проблемы рудообразования являются наиболее дискуссионными, т.к. при этом почти не учитывается геохимическая роль и значимость каждого участвующего в этих процессах химического элемента со всеми его стабильными и нестабильными изотопами. Еще в начале XIX века известный ученый Шенбейн Х. писал - "Мы должны иметь геохимию прежде, чем может идти речь о настоящей геологической науке" [2]. К сожалению, в геологических исследованиях вопросы, связанные с источниками рудообразующих и редких элементов, а также их анионов - осадителей (сера, кислород и др.), рассматриваются, как правило, односторонне, т.е. только как эндогенные или экзогенные.

Фактически, в масштабах рудообразующих систем, возникающие в них локальные концентрации, в частности в виде месторождения, составляют обычно крайне малые размеры. При этом, образование концентраций отдельных элементов или их парагенезисов является естественным следствием процессов, происходивших во всей системе в целом.

Вместо научно-обоснованного решения данной, весьма сложной проблемы очень часто приводятся субъективные представления об их возникновении за счет привноса извне в готовом виде всех рудообра-

Металлогенические исследования ученых-геологов позволяют утверждать об огромном, во многом ещё нераскрытом потенциале недр Узбекистана.

Внедрение новых передовых технологий в геологоразведочное производство предусматривает привлечение новых, молодых сил. Однако, для того, чтобы даже самый талантливый молодой специалист стал настоящим геологом, потребуется несколько лет и участие в процессе подготовки кадров наших учителей и наставников.

*Дорогие друзья, высоко ценен ваш благородный и самоотверженный труд! Позвольте пожелать вам новых творческих успехов в укреплении и развитии минерально-сырьевой базы нашей страны! Удачи вам в нелегком труде разведчиков недр и новых открытий! Крепкого здоровья, благополучия вам и вашим семьям!*

зующих и редких элементов. Общие объемы только кондиционного оруденения, а для меди он составляет около 0,2-0,3%, могут достигать многих кубических километров, что привнеси из любого источника, особенно глубинного, практически невероятно [3, 4]. Из этого, естественно, следует, что для решения подобных проблем необходим иной подход, не требующий обязательного привноса оруденения извне. При системном подходе необходимо учитывать масштабность той активной природной системы, которая в процессах длительных преобразований могла создать локальные концентрации либо отдельных рудообразующих или редких элементов, либо их в комплексном парагенетическом сочетании [5]. В случаях образования медно-порфирового оруденения, возникающего в интрузивных породах за счет ассимиляции ими обогащенных ценными элементами пород, как правило, доломитового состава, возможности фиксации этих ценных элементов зависят только от наличия главного их аниона-осадителя - серы и восстановительной обстановки.

Наиболее наглядным примером подобного механизма образования уникальных по масштабам медно-молибденовых оруденений являются месторождения Кальмакыр - Дальнее, Кызата и другие в Алмалыкском рудном районе [4]. При внедрении огромного гранодиоритового массива (площадь выходов составляет около 100 км<sup>2</sup>) в отдельных ее участках произошла ассимиляция доломитовых пород, обогащенных комплексом ценнейших рудообразующих и редких элементов, которые, оказавшись в интрузиве, зафиксировались в ней в виде вкрапленностей рудных минералов - пирита, халькопирита, молибденита и других более редких ценных минералов. Характерно, что не весь интрузив превратился в кондиционное рудное тело, а только те его участки, в которых наиболее масштабно и активно происходила ассимиляция до-

ломитовых пород, первично обогащенных этими рудными элементами. Судя по соотношениям рения к осмию-187 в молибденитах возникших месторождений их возраст составляет около 300 млн лет. При содержании в молибдените в среднем около 1000 г рения, из которых 630 г составляет рений-187, за счет процессов превращений которого и возникает осмий-187 [1].

Характерно, что среднее содержание молибдена в кондиционных медных рудах составляет около 0,003%, что примерно соответствует его количеству в органогенных доломитах. В отдельных участках рудного района подобное медно-молибденовое оруденение представлено стратиформным (горизонтальным) залеганием оруденелой интрузивной массы на месте бывшего нахождения мощного горизонта доломитовых пород  $D_2-C_1$ . Наглядным примером является оруденение в Центральном блоке района, которое оказалось только на глубинах 400-600 м, т.е. где были доломиты (м-ние Кызата). Над рудной зоной сохранились в неизменном состоянии вулканиты  $D_3-C_2$  и известняки ( $CaCO_3$ )  $C_2-P_1$  возраста и более молодые породы. Иных интерпретаций имеющегося фактического материала по детальному изучению керн скважин глубокого бурения (до 1000 м и более) пока нет.

Рудообразование сопровождается процессами метасоматических изменений подстилающих и вмещающих пород почти независимо от их состава. Наиболее интенсивно эти процессы протекают по породам магнезиально-карбонатного состава, т.е. доломитам. При этих процессах нередко образуются магнезиальные скарны и другие типы метасоматитов, содержащих в себе концентрации ценнейших элементов, особенно золота и вольфрама. Образование скарнов с оруденением происходит *in situ*, т.е. без привноса извне рудообразующих и редких элементов, а только за счет преобразования доломитов.

Проблема заключается и в том, что в каждом случае образования концентраций элементов, независимо от их форм нахождения, обязательно необходимо исследовать наиболее вероятные их источники. Даже генетическая приуроченность важнейшего рудного минерала к конкретному природному процессу (скарны, метасоматиты, кварцево-рудные тела и т.д.) еще не означает, что в каждом случае в них должно быть данное оруденение. Так, например, в Западном Узбекистане известны сотни участков со скарновыми проявлениями, однако только в отдельных из них, имеются концентрации вольфрама в виде шеелита или золота в самородном состоянии. Причиной подобного распределения рудообразующих и редких элементов в различных продуктах преобразований пород является наличие возможного их источника, а также активное вовлечение его в процессы образования их концентраций, что зависит в основном от возможностей создания ими своих наиболее устойчивых минеральных форм. Так, например, для фиксации вольфрама в форме шеелита необходимы литофильные условия с участием свободных форм кислорода, которые и являются его осадителем. Для золота также наиболее благоприятная система в этих условиях либо литофильная, когда оно создает свои самородные выделения, либо халькофильная с тяготением золота к сернистым ми-

нералам, которые становятся его концентраторами и носителями (особенно арсенипирит и пирит).

Кларк вольфрама в породах равен всего 1,3 г/т, а в шеелите ( $CaWO_4$ ) содержание вольфрама около 64%, т.е. концентрация вольфрама в шеелите превышает общий кларк его концентрации в 500000 раз и практически соответствует их наличию в гранитоидах. В связи с этим образование богатых шеелитоносных контактовых скарнов, особенно в форме очень крупных месторождений, за счет гранитоидов в качестве источника вольфрама, весьма мало вероятно. Очевиднее всего полагать, что шеелитоносность контактовых образований в связи с гранитоидами обусловлена участием в этих процессах пород, первично-обогащенных вольфрамом. Такими источниками могли служить отдельные горизонты и пласты доломитов или песчано-сланцевых пород, оказавшихся на контактах с гранитоидами и при активном участии которых возникли богатые вольфрамом, золотом, оловом и другими элементами скарны.

Таким образом, важнейшей геолого-геохимической причиной возникновения эндогенных месторождений, особенно крупнейших и уникальных масштабов, является: 1) Наличие геохимической провинции потенциально обогащенной рудообразующими и редкими элементами [6, 7]. К таким провинциям можно отнести: а) Кураминский хребет, в частности Карамазар, в котором наиболее продуктивными в отношении оруденения являются органогенные и хемогенные доломиты девонского возраста; б) в Западном Узбекистане - это районы распространения песчано-сланцевых толщ бесапанской свиты (особенно "пестрый" бесапан) первично обогащенной золотом и многими другими, не менее ценными элементами; в) в Чаткальском регионе это органогенная толща пород пермского возраста, содержащая многие ценные редкие элементы и др; 2) Наличие наиболее активных процессов, способствующих превращению потенциальных возможностей в реально возникшие концентрации ценных элементов, в легко извлекаемых формах их нахождения. Важную роль имеет участие магматизма в ассимиляции потенциально обогащенных пород с образованием в них промышленных концентраций рудных минералов. Примерами являются все медно-порфировые месторождения в Алмалыкском рудном районе, возникшие за счет доломитов при участии магматизма; 3) Наличие благоприятных геохимических условий для фиксации всего комплекса ценнейших элементов в формах наиболее устойчивых их минеральных соединений, что позволяет с помощью методов обогащения получать кондиционные концентраты каждого рудного минерала. К таким условиям относится восстановительная среда при наличии в ней наиболее активных анионов-осадителей ценных элементов, т.е. серы, селена и теллура. В этих случаях вся масса рудообразующих и редких элементов фиксируется в форме своих халькофильных соединений. Восстановительная среда создается за счет доломитов, насыщенных органическим веществом; 4) Наличие ценного элемента или их парагенетических комплексов в повышенных количествах, необходимых и достаточных для их извлечения. Для возникновения подобных локальных концентраций рудообра-

зующая система должна быть соответствующих масштабов; 5) При наличии в системе не одного, а нескольких или многих ценных элементов их распределение по вертикали при рудообразовании должно подчиняться определенным закономерностям. Так, например, в халькофильных условиях в единичных системах минералы образуются в порядке (снизу вверх) обратном атомным весам их ведущих химических элементов, т.е. от наиболее легких к все более тяжелым (от железа до свинца и ртути). Данная особенность, в их зональном распределении, объясняется в основном концентрацией аниона-осадителя, т.е. серы, содержание которой закономерно уменьшается снизу вверх, что приводит к образованию минералов от максимальных содержаний в них серы (пирит, пирротин и др.) до минимально-возможных (галенит и киноварь с 13% серы); 6) Следует полагать, что в этом же направлении происходит постепенное разделение изотопов каждого элемента, как стабильных, так и нестабильных, с увеличением содержания по вертикали более тяжелых изотопов каждого химического элемента. Эти и другие геохимические особенности на изотопном уровне следует также учитывать при интерпретации многих закономерностей, возникающих при зарождении и становлении рудообразующих систем, особенно наиболее масштабных из них; 7) В каждой из возникающих природных систем, в зависимости от их масштабов, существует множество взаимосвязанных между собой частей, в каждой из которых возникают свои особенности в содержаниях и формах нахождения ведущих рудообразующих и редких элементов [8]. В этих участках, в зависимости от многих причин, в кристаллизации минералов возникают некоторые особенности - от образования рудных тел типа конкреций до характера жеод, т.е. от их возникновения либо от центра кристаллизации к периферии, либо до обратного способа. Наиболее характерным примером в этом отношении является уникальное комплексное золото-полиметаллическое месторождение Кочбулак в Кураминских горах, в котором как по вертикали в целом, так и в каждом рудном теле в отдельности, существуют свои закономерности, как в распределении элементов, так и по формам их нахождения.

Для многих элементов установлены многочисленные формы их нахождения - от наиболее сложных сульфосолой до самородного состояния. Характерно, что хотя оруденение возникло по времени более 300 млн лет назад, в нем сохранились отдельные участки с

метаколлоидными формами нахождения многих элементов и соединений - от золота до всех возможных форм кремнезема и эндогенного ангидрита. В связи с этим, о подобных, сложных и разнообразных по составу, а также масштабных месторождениях, в генетическом аспекте можно судить лишь после детального ознакомления и изучения всех его взаимосвязанных частей. Из этого естественно вытекает, что все наши знания о природных объектах, особенно крупномасштабных, являются в значительной степени относительными, степень которой следует повышать по мере более детального их изучения. Эта общеприкладная проблема должна постоянно учитываться при оценке степени изученности конкретных объектов и явлений в природных системах разной масштабности. В тоже время от степени изученности зависят ответы на все дальнейшие генетические вопросы и проблемы, от решения которых зависит степень достоверности и научной обоснованности прогнозных заключений.

Таким образом, для решения геохимических проблем рудообразования в целом, а также для оценки отдельных площадей - от региональных до узкокальных крайне необходим учет всех событий (в историческом аспекте), предшествовавших условиям, при которых они могли возникнуть. При этом, должны учитываться во взаимосвязях и взаимодействиях [9, 10] роль и геохимическая значимость различных геологических образований, включая собственно магматические, вулканогенные, метаморфические, тектонические и другие, а также результаты всех ранее проведенных на данной площади геологических, геофизических, геохимических и других исследований. Все результаты ранее проведенных исследований должны быть откорректированы с учетом новейших данных, полученных современными новейшими методами (космические и аэросъемки, топографические и другие данные).

Отсутствие этих данных или игнорирование их нередко приводит к тому, что на многократно изучавшихся площадях "неожиданно" открываются новые геологические объекты, заслуживающие более детального их изучения и использования. Основными объектами всех этих исследований должны быть химические элементы со всеми их стабильными и нестабильными изотопами, роль и значимость каждого из которых необходимо оценивать с геохимических позиций. Это касается не только ценнейших и особо полезных из них, но и всех других, особенно более вредных, чем полезных.

#### Список литературы:

1. Бадалов С.Т. Геохимические особенности рудообразующих систем. Ташкент, Фан, 1991, 142 с.
2. Зубков И.Ф. Природа объекта геологии и актуальные философские вопросы его познания. М., изд. УДН, 1990, 252 с.
3. Бадалов С.Т. Минералогия и геохимия Алмалыкского рудного района. Ташкент, Наука, 1965, 275 с.
4. Королев А.В. Структура и металлогения Алмалыка. Ташкент, Фан, 1970, 280 с.
5. Шевкаленко В.Л. Антиномия части и целого в геологических построениях. Зап. Узб. Отд. ВМО, вып. 41, Ташкент, 1988, с.116-119.
6. Бадалов С.Т. Геохимические особенности поведения золота в разнообразных рудообразующих системах. Горный вестник Уз, № 4 (№ 23), 2005, с. 8-15.
7. Тугаринов А.И. О причинах формирования рудных провинций. Химия земной коры, т. 1, Изд. АН СССР, М., 1963, с. 153-177.
8. Хлобустов А.А. Схема природных взаимодействий. Зап. Узб. Отд. ВМО, в.25, Ташкент, 1972, с. 5-8.
9. Взаимодействие наук при изучении Земли, М., Наука, 1964, 326 с.
10. Мауленов А.М. Логические основы геологии. Наука, Алма-Ата, 1987, 317 с.

## ЗОЛОТОРУДНЫЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ВУЛКАНИЧЕСКИХ ПОЯСОВ И ОСОБЕННОСТИ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ В НИХ ЗОЛОТА

Сулейманов М.О., зав. сектором ИМП Госкомгеологии РУз, канд. геол.-минер. наук; Пирназаров М.М., зам. директора ИМП Госкомгеологии РУз, канд. геол.-минер. наук

Рассмотрен характер распределения золоторудных концентраций в орогенных вулканических поясах Северной Америки и Чаткало-Кураминского региона Средней Азии. В этих регионах выделено 3 зоны идентичных рудообразований, характеризующихся различными морфогенетическими типами руд.

При сопоставительном анализе дается вывод о перспективности глубинных поисков в пределах орогенных вулканических поясов.

Гидротермальные вулканогенные месторождения формировались в тесной связи с вулканическими процессами в условиях постоянного или периодического общения магматического очага с толщей горных пород земной поверхности [1]. Становление месторождений происходило в гидротермальных обстановках, которые представляют собой [2] водонапорные системы в вулканоструктурах частично или полностью прогретых глубинными эманациями. Они не связаны с конкретным циклом вулканизма и источниками теплоносителей, питающих гидротермальные системы, которыми являются внутрикоровые магматические очаги.

В развитии идеи «гидротермальной системы» выдвинуто понятие эпitherмально-флюидно-магматической системы (ЭФМС), состоящей из глубинного инициального очага и промежуточных магматических камер [3]. Они обеспечивают энергетику минералообразующих процессов и являются источниками металлов, лигандов и флюидов.

Локализация концентраций золота, представляющих практический интерес, как правило, происходит в пределах рудных полей. Рудное поле – продукт деятельности гидротермальной системы, и оно, как всякое природное образование в пространстве имеет границы своего влияния.

Золоторудные поля в Кураминской подзоне локализируются в пределах конкретных вулканотектонических структур (ВТС), границы которых определяют первую структурную раму рудного поля, а пестрый состав вулкаников, слагающих ВТС – обуславливает разнообразие морфотипов рудных тел.

При изучении рудных полей установлено, что, размещаясь в пределах вулканотектонических структур, они, как правило, имеют четко проявленную обособленность, определяющуюся наличием естественных границ. Такими границами служат

различные геологические поверхности: разломы, контакты осадочных пород, интрузивных тел, поверхности стратификации, сложные тектонические зоны, разделяющие участки крупных структур с различными показателями движений.

Эти поверхности играют не только демаркационную роль; они нарушают однородность регионального структурного и тектонического плана и одновременно формируют свой (частный) план тектонических деформаций в ограниченных ими участках более крупных структур.

В целом рудное поле – геологически обособленный объемный участок земной коры, в естественных геологических границах которого размещена совокупность рудных тел (месторождений), созданных единым геолого-геохимическим процессом. Этот участок находится в единой геотектонической позиции, определяющей единый комплекс, объединенный структурообразующими геологическими поверхностями [4].

В пределах конкретных месторождений выделяются 2 структурных этажа – фундамент и чехол. Первый сложен породами нижнего и среднего палеозоя, второй – вулканиками верхнего палеозоя. По характеру взаимосвязи с оруденением выделяются вмещающие, трансформные, экранирующие и перекрывающие породы, что обусловлено быстрой сменяемостью их по латерали и вертикали, пестрым литолого-петрографическим составом. Для Кураминской подзоны вмещающими и экранирующими являются породы фундамента болгалинского ( $C_2b$ ), карабауского ( $C_3kr$ ) и, реже, шурабсайского ( $P_1sh$ ) вулканоконкомплексов. Перекрывающими – шурабсайского ( $P_1sh$ ) и равашского ( $P_2rv$ ) комплексов. Вулканики акчинского ( $C_2 ak$ ) комплекса на всех изученных месторождениях являются трансформными – рудоконтролирующие структуры их пересекают, однако, жилы и зоны, сопровождающие их, практически безрудны.

Взаимоотношения оруденения с вмещающими породами определило сложную морфологию рудовмещающих структур. Наряду с многообразными секущими, широкое развитие получили пологие структуры экранирования, возникающие при экранировании подошвой разновозрастных вулканфлюидов рудоконтролирующих структур. Как результат сложного взаимодействия пологих и секущих структур пульсационного динамического ре-

жима, в вулканитах гидротермальных систем – проявления субсогласных, меж- и внутрiformационных эксплозивных гидротермальных образований локализируют на отдельных месторождениях (Кочбулак, Чашмадинар) до 30% золотого оруденения.

Выделяются 3 собственно золоторудные формации, каждая из которых занимает определенное место в вертикальном разрезе и характеризуется (наряду с минерально-структурными признаками) масштабами проявлений [5]. Это малосульфидная кварц-золоторудная формация – характерная для наиболее глубоких эрозионных разрезов района, золото-сульфидная – тяготеющая к средним частям разреза и золото-серебряная – размещающаяся, в основном, в верхних частях разреза вулканитов  $C_2$ - $P_1$ .

В Алмалыкском районе золоторудные проявления пространственно связаны с меднопорфировыми месторождениями. По мнению С.Т. Бадалова [6] это отдельные циклы единого процесса гидротермального минералообразования. Им выделяются 4 этапа рудообразования: медно-молибденовый, свинцово-цинковый, золоторудный и низкотемпературный редкометальный. Они проявлялись в результате последовательно развивающегося гидротермального процесса, имевшего место в конце верхнего палеозоя. В каждом генетическом типе месторождений возникают рудные тела определенной морфологии.

Общая тенденция сводится к переходу от массивных порфировых руд к жильным, от ранних к поздним. Формации ранних этапов тяготеют к породам более древним, чаще к породам фундамента. Закономерно, от древних к молодым, изменяются масштабы формации. Эти факты предполагают вывод о том, что эндогенное оруденение Алмалыка генетически едино и обусловлено общим источником гидротермальных растворов.

В Алмалыкском рудном районе, в отличие от других районов региона, больше обнажены породы фундамента вулканического пояса. Это обусловило широкое развитие в районе формаций различных генетических групп – от скарновых, меднопорфировых и колчеданных, до жильных низкотемпературных. Элементы порфировых руд отмечены на месторождении Кызыл-Алмасай. Наличие аналогичных тел геолог П.М. Голощук предпологал под Кочбулаком. Рассеянная минерализация такого типа отмечена практически везде, где глубоко эродированы породы фундамента.

Все это позволяет предполагать в вертикальном разрезе Кураминской подзоны наличие нескольких подзон минералообразования (снизу вверх):

1). Подзона прожилково-вкрапленных, порфировых, скарновых и колчеданных руд. 2). Подзона малосульфидных руд золоторудной формации. Форма рудных тел: жилы, пологие и секущие; зоны экранирования. 3). Подзона умеренносульфидных

руд золото-сульфидной формации. Форма рудных тел: жилы, тела эксплозивных брекчий, пологие меж- и внутрiformационные зоны окварцевания. 4). Подзона убогосульфидных руд золото-серебряной формации. Форма рудных тел: пологие и секущие зоны окварцевания.

Почти все эти подзоны проявлены в пределах известных рудных полей и разнотение возраста золотого оруденения объяснимо с позиции полихронного развития процесса золотого рудообразования, наложения, переотложения и перемещения разновозрастных золоторудных концентраций [7].

Кураминская подзона является частью Бельтау-Кураминского вулканического пояса [8, 9].

Наблюдаемая в регионе зональность в распределении золоторудных формаций характерна для других золоторудных провинций вулканических поясов. Рассмотрим 3 золоторудные провинции Северной Америки [10, 11].

Провинция Кивантин. Кивантийский вулканизм проявился в архее; до его проявления существовали древняя гранитная кора, возраст которой определен в 3,2 млрд лет. Золоторудные месторождения приурочены к полосам развития зеленокаменных поясов и пространственно связаны с кислыми породами. Последние являются продуктами регенерации древней коры. Вмещающие породы месторождения – основные эффузивы и терригенно-обломочные породы серий кивантин и тимискаминг.

На месторождениях провинции описаны различные морфологические типы руд, которые можно объединить в 3 группы – простые жилы, сложные жилы и прожилково-вкрапленные руды, сплошные и вкрапленные, согласные и субсогласные зоны. Если совместить в единой вертикальной колонке положение месторождения провинции (рис.) то выявляется характерная особенность в их распределении. Довольно уверенно можно выделить 3 зоны преимущественного распространения различных морфогенетических типов руд.

Зона I, преимущественного развития секущих простых жил. Обычно распределение этих жил контролируется дайками, силлами и штоками кислого и среднего состава. Четко выражен структурный контроль. Характерные месторождения этой зоны Сиское, Ламак-Сигма, Сан-Антонио.

Зона II, преимущественного развития сложных жил и прожилково-вкрапленных руд. Характерны, как секущие, так согласные и субсогласные тела. Широко развиты прожилково-вкрапленные руды, в дайках, силлах среднего (гибридного) состава в осадочно-вулканогенных породах.

Характерные месторождения – Малатрик, Ленг-Лейк, Керкенд-Лейк, Хоуен-Хасага, Поркьюпейн.

Зона III, преимущественного развития вкрапленных и сплошных сульфидных согласных и субсогласных руд. Рудные тела контролируются преимущественно развитием определенных литологи-

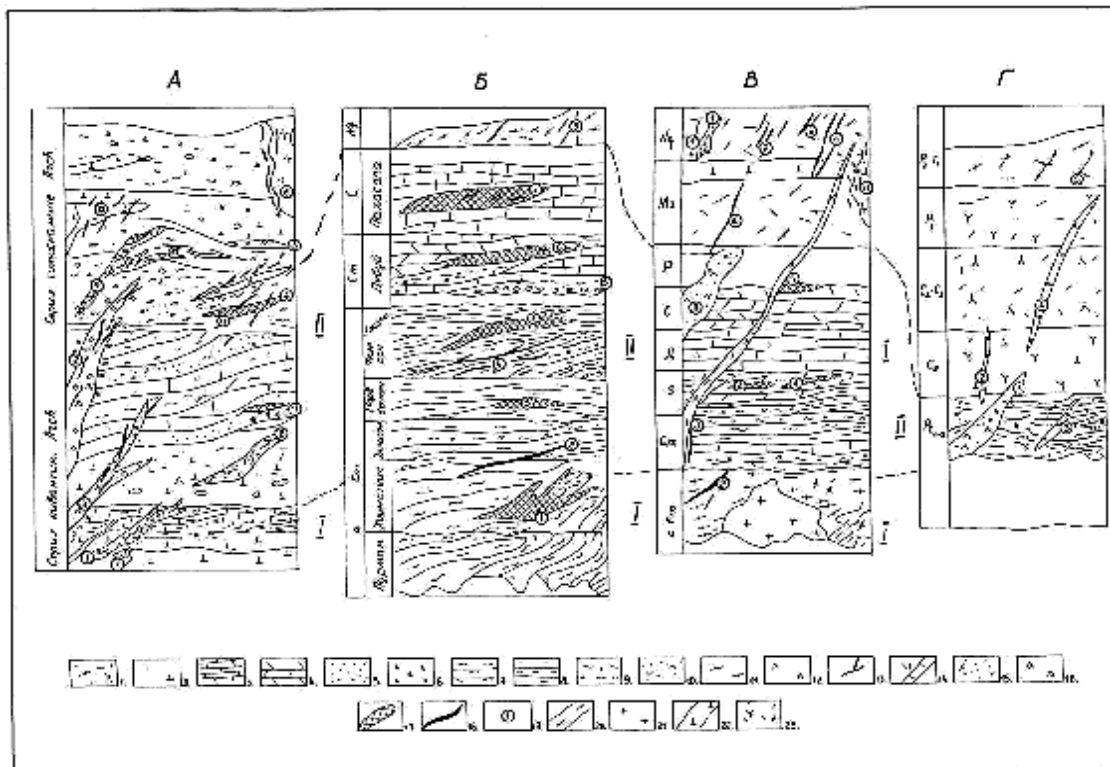
ческих разностей пород. Характерные месторождения – Ред-Лейк, Хорн, Централ-Патриция. От зоны I к зоне III усложняется состав руд, увеличивается количество компонентов в них, усиливается литологический контроль, выраженный в том, что в зонах II и III рудные образования уже непосред-

ственно связаны с проявлением третичного вулканизма.

В пределах провинции выделяются следующие типы золоторудных месторождений.

В породах докембрия – зона III.

1). Гидротермально-измененные участки кум-



**Рис. Схемы размещения золоторудных концентраций в орогенных вулканических поясах (составлены по материалам С.Д. Шера и др. [10, 11])**

1. Вулканиды риолитового ряда; 2. Вулканиды основного состава; 3. Известняки; 4. Доломиты; 5. Песчаники; 6. Граувакки; 7. Сланцы; 8. Аргиллиты; 9. Углистые сланцы; 10. Конгломераты; 11. Гнейсы; 12. Породы среднего состава; 13-14. Простые и сложные жилы; 15. Порфировые руды; 16-17. Тела замещения в различных породах; 18. Сплошные сульфидные руды; 19. Месторождение; 20. Дайки кислого состава; 21. Граниты-гранодиориты; 22. Породы основного состава; 23. Вулканиды среднего состава: А – вулканические пояса, I-II – зоны минерало-образования; А - Г - Рудные провинции месторождения (А - Провинция Кивантин; 1. Поркьюпейн; 2. Керкленд-Лейк; 3. Хорн; 4. Керр-Эдисон; 5. Малатрик; 6. Сиское, Ламак-Сигма; 7. Ред-Лейк; 8. Хрувен-Хасага; 9. Ланг-Лейк; 10. Централ-Патриция; 11. Пикл-Кроу; 12. Сан-Антонио; Б - Провинция Блек-Хилс: 1. Хоумстейк; 2. Холли Теллор; 3. Хилл-Сити; 4. Рудопроявления в черных сланцах; 5. Золотоносные конгломераты; 6. Тела замещения в доломитах типа Карлин; 7. Тела замещения в известняках; 8. Жилы в вулканитах; В - Провинция мезокайнозойской активизации западного побережья Северной Америки: 1. Крипл-Крик; 2. Айдахо-Спринг; 3. Медвилл; 4. Теллурид-Силвертон; 5. Комсток; 6. Голфилд; 7. Карлин; 8. Кортес; 9. Бингхем; 10. Тинтик; 11. Бьюит; Г - Чаткало-Кураминский регион: 1. Медно-порфировая формация; 2. Золото-сульфидная формация; 3. Золоторудная формация; 4. Золото-серебряная формация; 5. Кварцевые жилы с убогой золоторудной минерализацией)

венно локализуются в самих породах и создают ореольные прожилково-вкрапленные зоны вокруг них.

Провинция Блек-Хилс. Наиболее древние породы, слагающие эту провинцию – докембрийские метаморфизованные вулканогенно-осадочные образования, в которых выделено 6 формаций (рис.).

Породы протерозоя перекрыты конгломератами, кварцитами, доломитами и известняками кембрия (формация девуд), известняками карбона (формация насакана) и третичными вулканитами. Все эндогенные золоторудные проявления в той или иной сте-

минтонитовых сланцев, пронизанных неправильными жилами и телами кварца, минерализованных сульфидами. Месторождение Хоумстейк. 2). Согласные со сланцеватостью кварцевые линзы. 3). Минерализованные зоны рассланцевания в сланцах. 4). Прослой черных сланцев, минерализованные пиритом и халькопиритом среди кварцитов формации флэг Рокк.

В породах палеозоя – зона II.

1). Пиритизированные золотоносные конгломераты в основании кембрия. 2). Метасоматические (окварцевание и пиритизация) залежи в доломитах

кембрия. 3). Тела замещения в известняках карбона, состоящие на 96% из кремнезема с вкрапленностью золота, теллуридов золота и серебра. Месторождения Ультер.

В третичных интрузивах - зона I. Месторождения золота в этих породах представлены кварцевыми жилами. Жилы содержат убогую вкрапленность галенита и сфалерита.

В целом для провинции Блек-Хилс характерны те же особенности распределения золоторудных месторождений, что и для провинции Кивантин. Здесь они более четко проявлены.

Провинция мезозойско-кайнозойской активизации западного побережья Сев. Америки.

Наиболее древними породами в пределах пояса являются выходы докембрийских сланцев, гнейсов и гранитов. Палеозойские образования представлены терригенными и карбонатными толщами кембрия, силура, девона, карбона и перми. Эти породы перекрыты чехлом осадочно-вулканогенных толщ мезозоя-кайнозоя. Выделяются те же 3 зоны минералообразования.

Зона III, сплошных и вкрапленных согласных и субсогласных тел выражена слабо, видимо вследствие сравнительно меньшей распространенности этих пород в пределах рудных районов. Такие тела описаны на месторождениях Крипл-Крик, Айдахо-Спринг, Голдфилд, Медвилл, в породах докембрия и черных сланцах кембрия.

Зона II – развита более широко. К ней можно отнести месторождения Карлин, Кортиц, приуроченных к доломитам, меднопорфировые руды месторождения Бингхем.

Зона I. Золотое оруденение в породах мезозоя-кайнозоя представлено простыми и сложными жилами и жильными зонами. Месторождения Крипл-Крик, Комсток, Теллурид-Силвертон, Голдфилд.

Вертикальный размах зон различен. Максимальная протяженность зоны I – 1 км, зоны II – 1,5 км, зоны III – 20 км.

Описанные выше вулканические пояса являются характерными образованиями орогенного этапа развития земной коры.

Связанные с ними эндогенные месторождения имеют много общих черт с точки зрения металлогении золота, выраженных в смене с глубиной собственно золоторудных жильных месторождений – золотосодержащими прожилково-вкрапленными, порфиоровыми, метаморфогенно-гидротермальными и сульфидными залежами.

В зависимости от глубин, определяющих термодинамические условия, установлены 3 зоны золоторудной минерализации.

Зона I - приповерхностная и малых глубин: зона собственно золоторудных месторождений. На примере Чаткало-Кураминского региона в ней можно выделить 4 подзоны различных типов руд, из которых золото-серебряные, золото-сульфидные и золоторудные формации могут давать промышленные концентрации руд. Вертикальный размах 0,8-1 км.

Зона II – умеренных глубин: зона преимущественного развития прожилково-вкрапленных и порфиоровых золотосодержащих месторождений. Вертикальный размах 1-1,5 км.

Зона III – гидротермально-метаморфогенного рудообразования, сульфидных залежей и метаморфических золотосодержащих месторождений. Вертикальный размах 1,5-2,0 км. Эта основная черта металлогении золота отмечается всеми исследователями во всех золоторудных провинциях мира [10, 11].

Описанная выше зональность позволяет предполагать открытие в Чаткало-Кураминском регионе новых нетрадиционных типов концентрации золота.

#### Список литературы:

1. Котляр В.Н. Вулканогенные гидротермальные месторождения / Генезис эндогенных рудных месторождений. Москва, 1988, с. 491-543.
2. Аверьев В.В. Гидротермальный процесс в вулканических областях и его связь с магматической деятельностью. Труды второго Всесоюзного вулканологического совещания. Москва, 1966.
3. Коваленкер В.А., Чернышов И.В. (ИГСМ РАН). Эпитермальные флюидно-магматические системы золото-серебряных месторождений Кураминских гор (Узбекистан): источники по данным изучения изотопного состава свинца и стронция. // Материалы конференции. Золоторудные месторождения Узбекистана: геология и промышленные типы. Ташкент, 1998, с. 39-43.
4. Шехтман П. А., Королев В. А., Никифоров Н. А. и др. Детальные структурно-прогнозные карты гидротермальных месторождений. Москва, «Недра», 1979, 279 с.
5. Сулейманов М.О., Белоplotова О.В. К систематизации золоторудных проявлений Кызылалмасайского рудного поля. Записки Узбекского отделения ВМО. Вып. 23. «Фан» УзССР. Ташкент, 1970, с. 44-45.
6. Бадалов С.Т. Минералогия и геохимия эндогенных месторождений Алмалыкского рудного района. «Наука» УзССР Ташкент, 1965.
7. Пирназаров М.М. Некоторые особенности локализации и формирования рудных формаций благородных металлов Кураминской подзоны. // Методика локального прогнозирования эндогенного оруденения. Ташкент, 1991, с. 73-79.
8. Арапов В.А. Вулканизм и тектоника Чаткало-Кураминского региона. Ташкент. Фан. 1983, 205 с.
9. Исламов Ф.И. Формационные типы вулканогенных золото-серебряных месторождений палеозойских вулканогенных поясов, критерии их поисков и прогнозирования (на примере Бельтау-Кураминского вулканоплутонического пояса). Автореф. докт. дисс. геол.-мин. наук. Ташкент, 1997, 79 с.
10. Шер С.Д. Металлогения золота. Москва «Недра», 1972, - Т. I. 295 с.
11. Шер С.Д. Металлогения золота. Москва «Недра», 1974, - Т. II. 256 с.

# МОЛИБДЕНОНОСНОСТЬ, РЕНИЕНОСНОСТЬ И ОСМИЕНОСНОСТЬ РУД МЕДНО-МОЛИБДЕНОВОГО И ЗОЛОТОРУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЙ КАЛЬМАКЫР И МУРУНТАУ

Туресебеков А.Х., зав. лабораторией «Геохимии и геотехнологии» Института геологии и геофизики АН РУз, Василевский Б.Б., зав. отделом ИМП Госкомгеологии РУз, Рахимов Р.Р., зав. сектором ИМП Госкомгеологии РУз, Хантемиров Р.М., инженер ИМП Госкомгеологии РУз

Молибден и рений типичные элементы руд медно-молибденовых месторождений. Они относятся к сопутствующим элементам, концентрируются вместе с Cu, Au в триаде Mo→Re→Os<sup>187</sup> (рис 1-6).

В медно-молибденовых месторождениях основными рудовмещающими породами являются главным образом: сиенито-диориты, диориты, кварцевые порфиры, гранодиорит-порфиры и ксенолиты карбонатных пород D<sub>2</sub>-C<sub>1</sub>. Руды представлены: пиритом, халькопиритом, пирротинном, молибденитом и др.

Изучением распределения Мо в рудах и минералах занимались в разное время (Бадалов, Голованов и др., 1974; Рехарский и др., 1983; Сулейманова, 1983 и др.).

Распределение молибдена в породах и породообразующих минералах показало, что концентратами Мо являются сиенито-диориты (3,3 г/т), диориты (3,12 г/т), плагиоклаз (от 1,31 до 1,66 г/т), калиевый полевой шпат (от 1,32 до 1,46 г/т) и темноцветные минералы (от 2,17 до 4,32 г/т).

Отмечается прямая зависимость содержания Мо от щелочей (Na<sub>2</sub>O и K<sub>2</sub>O): чем больше щелочных элементов в породе, тем выше содержание молибдена (рис. 1). Форма нахождения Мо в породах: сульфидная (молибденит) и изоморфная (вхождение в кристаллическую решетку породообразующих и аксессуарных минералов), которые проявляют в основном халькофильные свойства [1-6].

Поведение Мо в метасоматитах в рудах и минералах изучали многие исследователи (Мусин, 1969; Мещанинов, 1971; Рехарский и др., 1976; Туресебеков, 1976-1999 и др.).

Содержание Мо в рудах колеблется в широких пределах: от 0,001 до >0,01%. В среднем для месторождения Кальмакыр оно составляет 0,0040% (табл. 1).

Таблица 1

Распределение меди, молибдена и серы сульфидной в вертикальном разрезе месторождения Кальмакыр (по результатам анализов проб 60 скважин)

Гор.	Кол. проб	Медь	Молибден	Сера сф.
760	4	0,08	0,004	0,18
700	15	0,28	0,003	2,35
640	39	0,26	0,004	2,19
580	60	0,26	0,004	2,34
520	62	0,28	0,004	1,97
460	72	0,25	0,004	1,77
400	60	0,26	0,004	1,51
340	57	0,23	0,005	1,65
280	51	0,25	0,006	1,80
220	45	0,21	0,005	1,46
160	47	0,25	0,005	1,76
100	44	0,20	0,005	1,30
40	21	0,13	0,006	1,01
-20	12	0,16	0,010	0,93
-80	5	0,22	0,040	0,77
-140	6	0,17	0,021	1,96
-200	2	0,13	0,011	0,82
Общ.	602	0,24	0,005	1,72

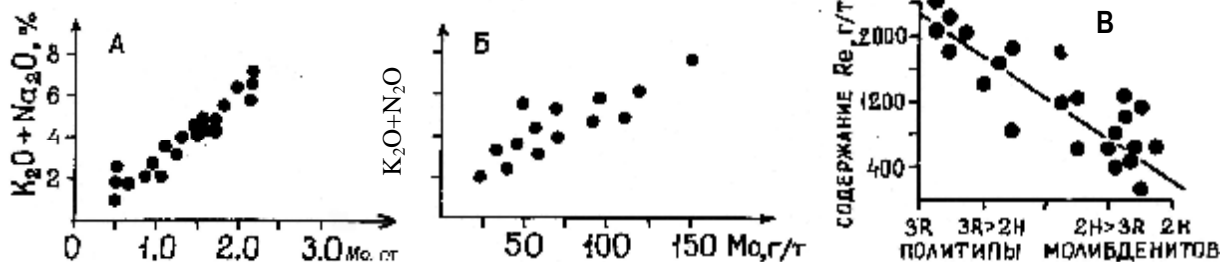


Рис. 1. А - зависимость содержания молибдена от суммы щелочей в породах; Б - зависимость содержания молибдена от суммы щелочей в рудах; В - зависимость содержания рения от политипной модификации молибденита

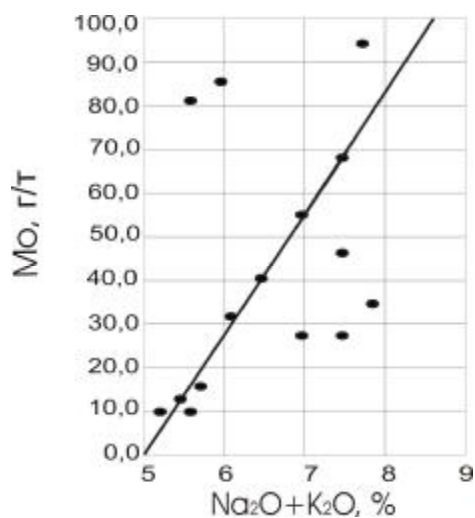


Рис. 2. Соотношение суммы щелочей к молибдену

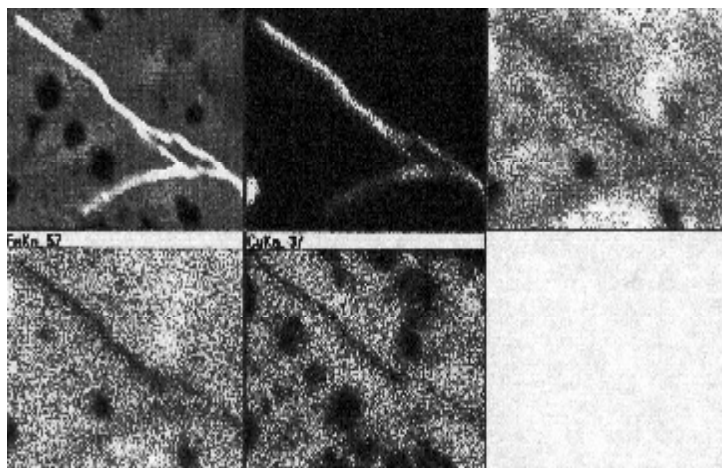


Рис. 3. Растровые картины распределения рения, серы в минерале  $ReS_2$ , находящегося в виде микропрожилок в матрице халькопирита

На основе анализа материала предыдущих исследователей и детального изучения особенностей формирования и взаимоотношений между метасоматитами, пространственной связью вкрапленного, прожилково-вкрапленного и жильного орудене-

ния с различными типами метасоматитов, особенностями распределения Mo во внутренних и внешних зонах выявлено, что основные запасы Mo связаны с калиево-полевошпат-кварцевым (щелочная стадия) и кварц-серицитовым (кислотная стадия) метасоматитами (рис. 1).

Самые высокие концентрации отмечены в калиевом полево шпате (183 г/т), кварце (60 г/т), сульфидах (от 96 до 178 г/т), магнетите (160 г/т), которые являются его концентраторами и носителями в рудах. В метасоматитах и рудах Mo проявляет в основном халькофильные свойства (представлен в основном молибденитом) [1].

В поведении Mo для сульфидных руд месторождения Кальмакыр наблюдается закономерное увеличение с глубиной (табл. 1).

Для Mo установлена четкая корреляционная связь с суммой щелочей ( $Na_2O+K_2O$ ): чем выше сумма щелочей, тем выше содержание молибдена в рудах (рис. 2).

По содержаниям Mo на долю прожилково-жильного молибденита, относительно вкрапленного, приходится 70% от общих запасов молибдена в рудах.

Основным и самым распространенным минералом Mo, который создает промышленные концентрации в рудах является молибденит, представленный двумя политипными модификациями (2H и 3R), другие минералы Mo присутствуют в незначительном количестве: метастабильная фаза ( $MoRe_{1+x}S_2$ ), фемолит ( $FeMo_5S_{10}$ ), аморфный молибденит ( $MoS_2$  - ирдизит), сульфид Pb и Mo ( $PbMo_5S_{10}$ ).

Типоморфными элементами-примесями молибденита из медно-порфировых месторождений являются Re, Se, Bi, Ag, Te, Pd, Os<sup>187</sup> (табл. 2).

В рудах медно-молибденового месторождения Кальмакыр основным концентратором Re является молибденит с широким изоморфизмом  $Mo \leftrightarrow Re$ . Пределы содержания Re в молибдените широки (от 0,001 до 4,1%). Минеральное распределение Re в молибденитах объясняется присутствием того или иного количества политипных

Таблица 2

Содержание компонентов в молибденитах базовой золото-медно-молибденовой (медно-порфировой) формации (по данным микрозондирования JXA 8800 R)

Содержание элемента, %									
Mo	S	Re	Cu	Se	Te	Ag	Au	Pb	Сумма
58,16	41,08	0,102	-	0,024	-	0,010	-	0,07	99,43
57,23	40,69	0,813	-	0,029	0,010	0,100	-	0,020	98,80
58,54	40,93	0,445	-	0,017	-	-	0,01	0,053	99,99
57,90	41,03	0,983	0,033	0,026	-	-	-	0,033	100,0
58,61	40,70	0,552	-	0,024	0,010	0,010	-	-	99,99
58,92	40,43	0,083	0,210	0,027	-	0,009	-	0,088	99,68
57,34	40,44	-	-	0,019	-	0,007	-	-	98,00
58,21	41,26	0,068	0,014	-	-	0,008	0,027	0,092	99,56

модификаций (2Н и 3R). Для первого типа характерны значительные концентрации 2Н молибденита с низким содержанием Re, во втором типе преобладают 3R полиטיפы с высоким содержанием Re (рис. 1). Более низкие содержания Re присущи другим сульфидам (г/т): пирит-1,2; халькопирит-2,6; галенит-3,4.

Рением обогащены в основном молибдениты кислотной стадии и обеднены молибдениты щелочной стадии.

Для медно-молибденового месторождения Кальмакыр отмечается прямая корреляционная связь между содержанием Re в молибденитах (Re от 700 до 1500 г/т) и масштабностью месторождения (табл. 3).

Для руд медно-молибденового месторождения установлены следующие формы нахождения Re: метастабильная фаза (MoRe) S<sub>2</sub> и минерал ренеит (ReS<sub>2</sub>) (рис. 3). Ранее было известно, что обычный (нерадиоогенный) Os образует концентрации совместно с элементами платиновой группы в основном в медно-никелевых месторождениях. Os<sup>187</sup>, как продукт радиоогенного распада Re<sup>187</sup>, накапливается в Re - содержащих минералах, в основном в молибдените.

В результате исследований различными методами было установлено, что молибдениты и молибденовые концентраты обогащены Os<sup>187</sup>: в чистом молибдените содержится до 4,6 г/т Os<sup>187</sup>; в 30% процентном молибденовом концентрате содержание Os<sup>187</sup> - 2,6 г/т (рис. 4). Такое количество Os<sup>187</sup> накопилось в результате радиоактивного распада Re<sup>187</sup> за время формирования руд медно-молибденового месторождения Кальмакыр – 295±31 млн. лет (рис. 5).

В строении Мурунтауского рудного поля участвуют тасказганская (O<sub>1</sub>) и бесопанская (O<sub>2</sub> – S<sub>1</sub>) свиты осадочно-метаморфического комплекса. Третья подсвита бесопанской свиты – «пестрый бесопан» является основной рудолокализирующей. Интрузивные образования представлены дайками гранитоидного состава (на поверхности) и гранитами вскрытыми на глубине более 4000 м скважиной СГ-10. Руды месторождения Мютенбай представлены двумя минеральными типами, с золото-кварцевым типом (>85%), который состоит из двух минеральных

Таблица 3

**Среднее содержание рения в молибденитах медно-молибденовых месторождений**

Регион	Месторождения	Среднее содержание рения (г/т)	Среднее содержание полиטיפов молибденита
Республика Узбекистан	Кальмакыр	1311 (34)	2Н+3R(30)
	Дальнее	1120 (113)	2Н+3R (35)
	Сары-Чеку	600 (12)	2Н>>3R (10)
	Среднее	1010 (159)	2Н+3R
Республика Казахстан	Коунрад	972 (4)	3R +2Н (4)
	Борлы	2050 (19)	3R +2Н (6)
	Актогай	1134 (26)	2Н>>3R (19)
	Бошккуль	885 (23)	2Н>>3R (15)
	Среднее	1252 (72)	3R+2Н
Армения	Агарак	380 (12)	2Н+3R(16)
	Каджаран	335 (129)	2Н (23)
	Дастакерт	220 (3)	2Н+3R (9)
	Анкаван	220 (11)	2Н (5)
	Среднее	288 (164)	2Н>>3R (53)
Монголия	Эрденет	622 (1)	2Н+3R (1)

Примечание: в скобках – количество анализов; 2Н – гексагональная модификация; 3R – ромбическая модификация; 2Н+3R – смесь примерно количеств гексагональной и ромбоэдрической модификаций; >> - преобладание модификаций; 1- данные Туресебекова А.Х., 1999; 2-3 –данные Мухля и др., 1989; Фармазян, 1961; 4 – данные Максимилюк, 1985

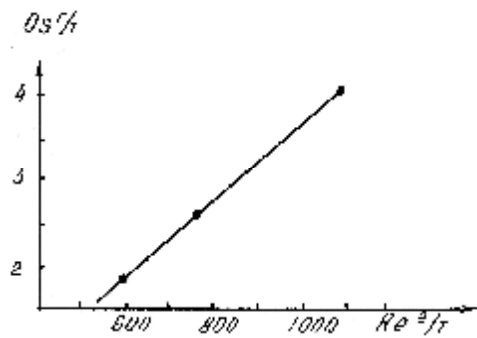


Рис. 4. Зависимость содержаний осмия-187 от содержания рения в молибдените

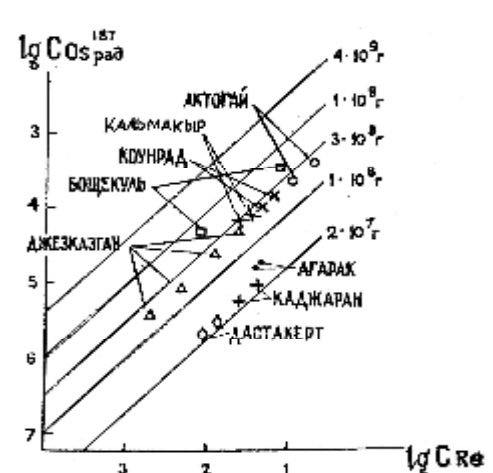


Рис. 5. Соотношение между содержанием рения и радиогенного осмия в рениях содержащих месторождениях различного геологического возраста

Таблица 4

Содержание некоторых элементов на Мурунтау, глубоких горизонтов восточного фланга Мурунтауского рудного поля и Кальмакыра

Элементы	Мурунтау	ГГВФ МРП	Кальмакыр
	Руда, г/т		
Mo	10	67.1	67.0
Re	0.0094	0.0402	0.19
	Молибденит, %		
Mo	57.83	59.18	58.02
Re	0.04	0.18(5)	0.17
Pb	0.13	0.34	0.33
Fe	-	0.44	0.60
Cu	-	0.17	0.13
Ag	-	0.37	0.10
Se	0.02	-	0.024
S	41.31	39.30	39.50

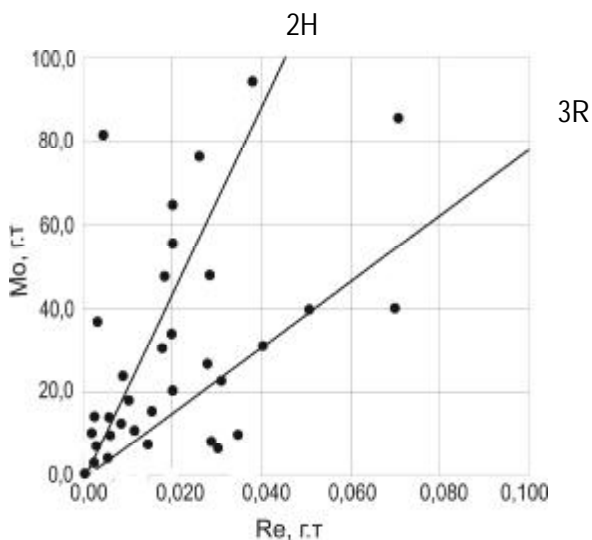


Рис. 6. Отношение рения к молибдену: 2H – гексагональная модификация; 3R – ромбическая модификация

ассоциаций: шеелит-золото-карбонат-хлорит-калишпат-кварцевая (щелочная стадия) и шеелит-золото-кварцевая (кислотная стадия). Основные рудные минералы: арсенопирит, пирротин, золото, молибденит.

Ранее было установлено, что молибденит является типоморфным минералом шеелит-золото-карбонат-хлорит-калишпат-кварцевой ассоциации. Молибденит в этой ассоциации встречается сравнительно часто, но в очень малых количествах и, подобно шеелиту, отмечается в кварце, где образует зерна (до 1 мм) пластинчатой формы.

Необходимо отметить повышенные концентрации Mo в рудах ГГВФ. При кларке Mo в сланцах 2 г/т, коэффициент концентрации его составляет 33,6 г/т, что гораздо больше, чем, например, Cu-4. Содержание Mo сопоставимо с его концентрациями на Au-Cu-Mo месторождения Кальмакыр. Концентрация колеблется от 18,2 до 67 г/т для разных руд (табл. 4).

Отметим, что по данным корреляционного анализа у молибдена сильные геохимические связи с: Si (0,53), W (0,61), пиритом (0,67), Cu (0,73), Bi (0,76), Au (0,71), Ag (0,84), S (0,74) и суммой щелочей (рис. 2) и др. С молибденитом (рис. 6) связан и Re. Его концентрация уступает содержанию в рудах Кальмакыра, но выше, чем на Мурунтау (табл. 4), а в молибденитах Кальмакыра и ГГВФ МРП содержание Re близки. Отметим, что в отдельных аномальных пробах ГГВФ содержание Mo достигает 323, 4 г/т и Re в молибденитах – 0,37%. Отметим четкую зависимость увеличения содержания рения от содержания молибдена в руде (рис. 6). Кроме этого выделяются две зависимости: первая соответствует 2H модификации с низким содержанием Re в молибдените и вторая с 3R молибденитом с высоким содержанием Re. Молибдениты ГГВФ образовывались в основном в кислотную стадию (корреляция Mo и Si составляет 0,57).

Из вышеизложенного необходимо обратить внимание на некоторую общность в поведении молибдена и рения при формировании медно-молибденовых руд Кальмакыра и золоторудного месторождения Мурунтау. Учитывая, что рениевые молибдениты являются основным источником осмия, в частности Os<sup>187</sup>, не исключено, что молибдениты Мурунтауского рудного поля могут содержать также и Os<sup>187</sup>.

Список литературы:

1. Бадалов С.Т. Геохимические особенности рудообразующих систем. Ташкент: Фан, 1991, с. 115-122.
2. Бадалов С.Т. Геохимия рения в медно-молибденовых месторождениях Алмалыка. Труды Всесоюзного совещания по проблемам рения. Рений. М.: 1961, с. 32-36.
3. Бадалов С.Т. Особенности распределения изотопа Os<sup>187</sup> в медно-молибденовых месторождениях Узбекистана. Химия, технология, анализ, перспективы применения осмия и его соединений. Наука КазССР, Алма-Ата, 1979, с. 42-46.
4. Голованов И.М., Проценко В.Ф., Арифулов Ч.Х. Минеральные ассоциации и особенности, промышленных руд. Золоторудное месторождение Мурунтау. Ташкент: Фан, 1998, с. 256-264.
5. Геохимия молибдена и вольфрама. Под ред. В.В. Щербины. Москва: Наука, 1971, с. 128.
6. Туресебеков А.Х. Распределение Os<sup>187</sup> и форма нахождения в минералах, продуктах АГМК и возможности его извлечения. Тезисы научно-технической конференции «Актуальные проблемы освоения месторождений полезных ископаемых». Ташкент, 2001, с. 210-212.

## ПЕРСПЕКТИВЫ ЗОЛОТОНОСНОСТИ КОШРАБАДСКОГО РУДНОГО УЗЛА

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

Под Кошрабадским рудным узлом понимается площадь размером около 650 км<sup>2</sup>, охватывающая одноименный многофазный гранитный интрузив (210 км<sup>2</sup>) верхнепалеозойского возраста и прилегающую к нему толщу нижнепалеозойских сланцев шириной 5-7 км (рис. 1-5).

Интрузив вытянут субширотно на 32 км, имеет клиновидную форму, сужаясь до выклинивания в западном направлении. Вмещающая интрузив джазбулакская толща нижнепалеозойских метаморфизованных терригенных и терригенно-вулканогенных образований имеет четко выраженную слоистость, крутопадающую (50-80°) в северных румбах.

Кошрабадский интрузив имеет как бы согласное залегание с вмещающими его породами. Границами Кошрабадского рудного узла являются: на СЗ – Маджерумский разлом СВ простирания, на юге – альпийский надвиг, ограничивающий хребет С. Нуратау с юга, на севере и востоке – граница условная, в 5-6 км от контура Кошрабадского интрузива (рис. 1).

Главная фаза Кошрабадского интрузива представлена гигантопорфировыми рапакивидными граносиенитами. Внутри интрузива широко развиты крупные ксенолиты и блоки габбросиенитов, а также многочисленные дайки кислых, средних и основных пород. Для всего комплекса характерна умеренно повышенная щелочность (при Na>K), высокая общая железистость и низкая магнизиальность.

Температура кристаллизации пород в 500-670°С [1]. Юдалевич З.А. отмечает повышенную золотоносность пород Кошрабадского интрузива и предполагает связь с этими породами золоторудных проявлений Чармитанского рудного поля и Караулхона-Чармитанской зоны смятия [2]. Кошрабадский интрузив рассечен несколькими крупными разломами северо-восточного простирания (Огайдарский, Пангатский, Уразальский, Наукатский, Жубитайский) на 5 блоков.

Каждый восточный блок ступенчато смещен на 1000-2500 м к СВ, и поднят на сотни метров, что значительно осложняет геологическое строение рудного узла. Разломы имеют пострудный возраст и круто падают (65-70°С) на СВ. Наиболее эродированным является Чармитанский блок, а наименее – Кайнарбулакский блок, где происходит западное замыкание интрузива.

Коренная золотоносность Кошрабадского рудного узла выявлена в 1953 г. Хамрабаевым И.Х.. В конце 50-60-х гг. XX в., после установления здесь широко развитых шлиховых и металлургических ореолов золота, весь Кошрабадский узел был вовлечен в широкие поисковые работы на золото. В результате этих работ был определен Чармитанский перспективный участок, на котором в 1966 г. была создана Чармитанская ГРП.

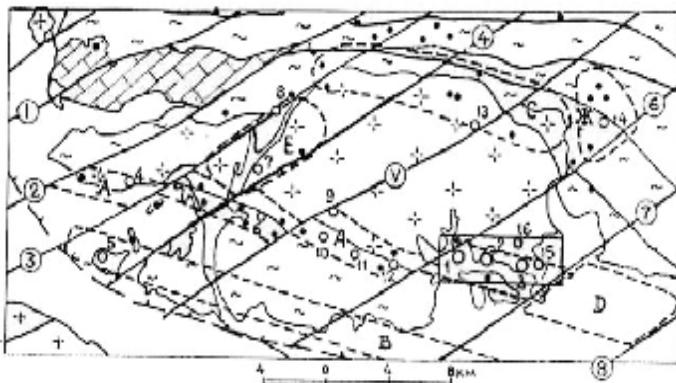
К середине 80-х годов на основе глубинного геологического картирования было обосновано развитие промышленного оруденения в основных рудолокализирующих структурах Чармитана до глубины 1,5 км. За 37 лет (1969-2005 гг.) геологоразведочных работ завершены 4 очереди разведки Чармитана и оценка его глубоких горизонтов, выявлены Гужумсайское (1981 г.) и Промежуточное (1993 г.) месторождения, в пределах рудного узла выявлено несколько десятков рудопроявлений и минеральных точек золота, целый ряд перспективных участков рудного узла вовлекался в поисковые и оценочные работы.

К настоящему времени в юго-восточном эндо- и экзоконтакте Кошрабадского интрузива выделяется Чармитанское рудное поле (25 км<sup>2</sup>) с крупными месторождениями золота Чармитан и Гужумсай и средним месторождением Промежуточное. Внутри интрузива и вокруг него известно еще около 4-х десятков золоторудных проявлений и аномалий, которые концентрируются в несколько перспективных площадей (рис. 1).

Геологическими границами Чармитанского рудного поля считаются: на севере – субширотный пояс гранитоидных даек, пересекающий Кошрабадский интрузив в 2 км севернее южного контакта интрузива; на юге – Караулхона-Чармитанская зона субширотных разломов, прослеживающихся вдоль южного контакта Кошрабадского интрузива; на востоке – контакт силурийских сланцев с четвертичными образованиями долины Юкоры-сарайса; на северо-западе – зона крупного Наукатского разлома СВ простирания (рис. 1, 2).

Чармитанское рудное поле размещается в наиболее эродированной части Кошрабадского интрузива. По руслам всех саев, пересекающих интрузив выше Чармитана фиксируются ореолы золота и шеелита, что свидетельствует о возможности выявления в северной части интрузива новых золотоносных зон. Учитывая, что положение северного

контакта (абс. отм. 1500-1600 м) интрузива гипсометрически выше южного (абс. отм. 900-1000 м) на 500-600 м, то можно предположить, что возможное здесь оруденение не выведено еще на поверхность процессами эрозии.



**Рис.1. Схема геологического строения Кошрабадского рудного узла:** 1. Мезокайнозойский покров; 2. Нижнепалеозойские сланцы; 3. Среднепалеозойские карбонатные отложения; 4. Верхнепалеозойский Кошрабадский гранитоидный интрузив; 5. Зоны разломов (1- Дзюшский; 2-Маджерумский; 3- Огайдарский; 4- Пангатский; 5-Узаральский; 6- Наукатский; 7- Жибитайский; 8- Чинарчукурский). 6. Верхнекарбовые граниты. 7. Месторождения золота (1- Гужумсай; 2- Промежуточный; 3- Чармитан). 8. Рудопроявления золота (4 - Кайнарбулак; 5 - Караташ; 6 - Караулхона; 7 - Аткулак; 8 - Огайдар; 9 - Уразал; 10 - Карасай; 11 - Каракузы; 12 - Бойпушурли; 13 - Кинккайнар; 14 - Накрут; 15 - Кукелинское; 16 - Кызылбель) 9. Минточки золота. 10. Перспективные площади (А – Караулхона-Чармитанская; В – Караташская; С – Северно-Кошрабадская; D – Юкорисайская; E – Пангатская; Ж – Накрутская); 11 - Контур чертежа № 2; 12 - Альпийский надвиг

Золотое оруденение Чармитанского рудного поля приурочено к крутопадающим на север кварцевым жилам и зонам прожилково-жилных штокверков субширотно-северо-западного простирания (290-300°), сконцентрированным в полосе шириной до 1,5 км, длиной до 7,5 км и площадью в 9-9,5 км<sup>2</sup>. На промежуточном, рудоносные жилы и зоны имеют широтное простирание, а на Гужумсае – субширотно-юго-западное.

Преобладающая часть кварцевых жил приурочена к альбандам субширотных пермских даек аплитовидных гранитов и микрогранитов, крутопадающих в северных румбах. Некоторые геологи рассматривают подобную структурную приуроченность в качестве доказательства их парагенетической связи [3].

Рудные зоны месторождения рассекаются серией пострудных разломов СВ простирания (Центральный, Оперяющий, Промежуточный, Каратепинский), которые ступенчато смещают рудоносные зоны на десятки и сотни метров и значительно осложняют геологическое строение месторождения (рис. 2). Широко развитые в ЮВ части Кошрабадского интрузива золотоносные рудные зоны сопровождаются дорудными кварц-полевошпатовыми

или полевошпатовыми метасоматитами типа гумбеитов и березитов. Калишпат является главным метасоматическим минералом. С глубиной березиты постепенно начинают преобладать над гумбеитами [4].

Для рудных зон характерна выдержанность по простиранию и падению на многие сотни метров при незначительной мощности (0,2 – 0,3 – 2,0 м) стержневых жил (рис. 3).

Рудные тела месторождения Чармитан представлены кварцевыми жилами с сульфидами и штокверковыми зонами тонкопрожилковой и кварц-сульфидной минерализации в сланцах.

Руды относятся к кварц-пирит-арсенопирит-золоторудному типу кварц-золоторудной формации. А по содержанию сульфидов (1-10%) к малосульфидному типу, по Петровской Н.П., хотя иногда количество сульфидов на отдельных отрезках рудных тел достигает 50%. Рудообразование происходило в несколько последовательных стадий: 1) золото-шеелит-кварцевую главную; 2) пирит-арсенопиритовую, широко проявленную; 3) золото-полисульфидную с теллуридами, слабо проявленную; 4) кварц-карбонатную, чаще в сланцах. На расположенном в 1 км западнее месторождении Гужумсай выделяются еще золото-серебряная и серебряная стадии [5]. Р.И. Конеев, кроме того, выделяет галенит-сфалеритовую с электрумом, кварц-кальцит-антимонитовую и заключительную кварц-кальцит-флюоритовую стадии [6]. Бортников Н.С. [7] считает, что процесс минераллообразования протекал в пять стадий: I – кварц-шеелит-полевошпатовую; II – кварц-золото-теллуридную; III – кварц-пирит-арсенопиритовую; IV – кварц-сфалерит-антимонитовую и V – кварц-карбонат-антимонитовую. Из них первая и пятая имеют ограниченное распространение. Стадии проявлены в рудных телах неравномерно, вплоть до полного отсутствия некоторых из них в отдельных жилах и зонах.

Выделяется несколько генераций золота, отличающихся пробой и составом элементов примесей [8]. Золото в основном самородное, а также тонкодисперсное в сульфидах (пирите, арсенопирите). Основная часть промышленного золота выпадала при температурах 300-320°С [9]. Кроме самородного золота установлены редкие соединения золота с висмутом (мальдонит) и сурьмой (ауростибнит) [10].

Главные рудные минералы – пирит, арсенопирит, галенит, сфалерит, антимонит, сульфосоли. На нижних горизонтах рудных тел широко распространены шеелит. Главные нерудные минералы – кварц, микроклин, ортоклаз, альбит. На участках с повышенными содержаниями серебра в рудах установлены: самородное серебро, гессит, акантит, пи-

раргирит, миаргирит, фрейбергит, прустит и кераргирит [11]. Руды сформировались в интервал температур от 400 до 150<sup>0</sup>С, давлений 0,7-0,9 кбар, из флюидов с рН-5±1. Предполагается, что доминирующая роль принадлежала флюиду и компонентам магматического происхождения [7].

Размеры рудных тел по простиранию колеблются от 15 м до 1600 м, в среднем 100-400 м, по падению прослеживаются на глубину 1000-1200 м, по мощности 0,56-10,0 м. Всего разведано 59 тел на Чармитане и более 40 тел на Гужумсае и Промежуточном. Выделены два технологических типа руд: золотосодержащие и золото-серебряные, упорные. Первый тип легко перерабатывается по гравитационно-цианистой технологии со средним извлечением золота 92-93% и серебра 60-80%. Второй тип – по схеме получения гравито- и флотоконцентрата; извлечение золота до 80%, серебра – 60%. Доля упорных сульфидных руд около 10% от общего количества запасов [12].

Вертикальный размах промышленного оруденения Чармитана установлен до глубины 1200 м и может прогнозироваться до глубины не менее 2000 м. Не исключено, что оруденение будет продолжаться до глубины 3-4 км, по аналогии с Мурунтау. Предполагается, что в сланцах экзоконтакта верхняя граница оруденения находится на сотни метров ниже, чем в гранитоидах и некоторые рудные тела здесь еще не вскрыты эрозией [12]. Анализ эндогенных ореолов рассеяния на нескольких горизон-

тах отдельных рудных тел свидетельствует, что верхние части промышленного оруденения фиксируются серебро-свинцовой ассоциацией, средние части – золото-мышьяковой, а нижние – вольфрам-молибден-никелевой [13].

Выделяемые в настоящее время месторождения Чармитан, Промежуточное и Гужумсай фактически являются участками единого месторождения и обособляются лишь по степени и глубине изучения (рис. 4). Первый до глубины 1100 м, второй – 150-200 м, третий – до 500 м от поверхности. Как видно на проекции, золотое оруденение пока не оконтурено ни с запада, ни с востока, ни по глубине. Ожидаемые здесь прогнозные ресурсы золота до глубины 1500 м от поверхности в 3-4 раза превышают разведанные, т.к. на глубине 1000 м и более, мощности отдельных рудных тел колеблются от 0,7 до 4,8 м, с содержанием золота от 8,0 до 36,7 г/т. Судя по глубокой скважине (1250 м) № 3484 (рис. 3), количество рудоносных жил с глубиной возрастает. Поэтому предстоит более детальное изучение глубоких горизонтов всей Чармитанской полосы. Ведь даже в крупных рудных телах, таких как № 15, наблюдается существенная невыдержанность содержания золота (от 0,3 до 34,3 г/т) и мощностей (0,38-7,7 м), как по простиранию, так и по падению.

Разведка всех месторождений проводилась горно-буровым способом. Приповерхностная часть сильно задернованных месторождений вскрывалась глубокими (до 40 м) шурфами и горизонтальными

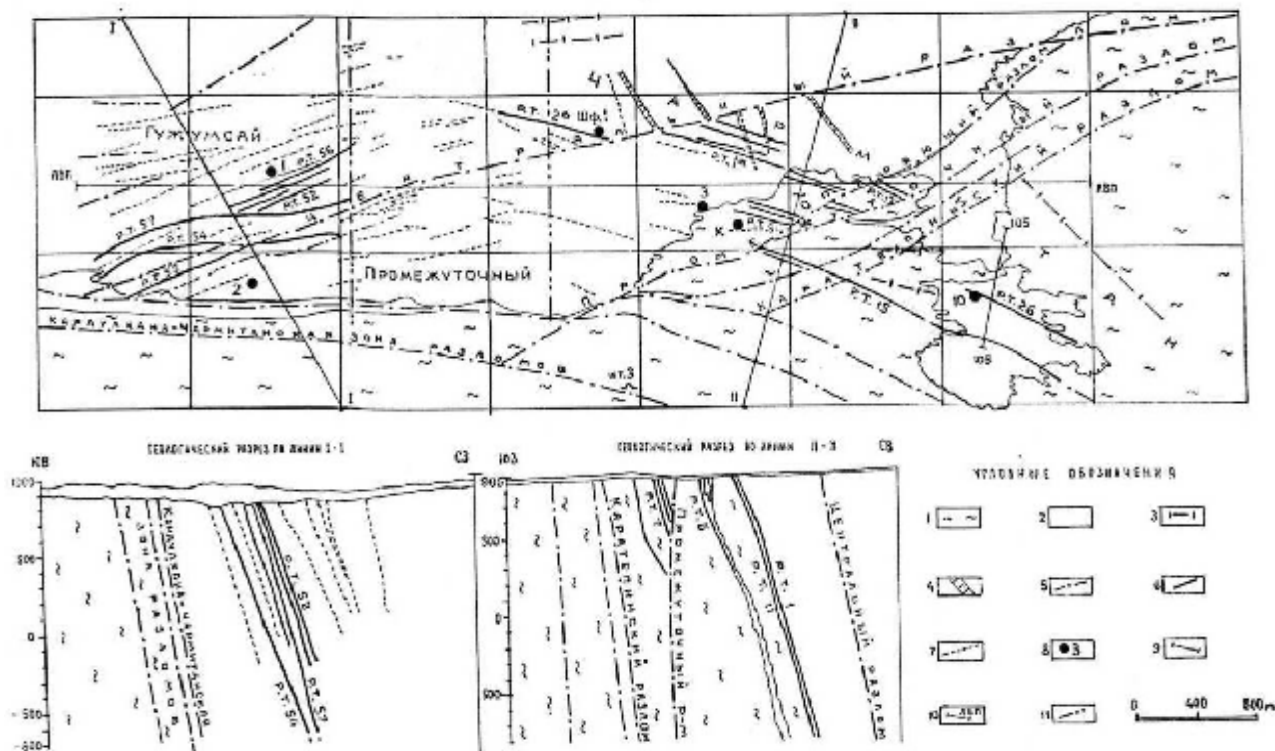


Рис. 2. Схема геологического строения Чармитанского рудного поля: 1 – нижнепалеозойские сланцы; 2 – верхнепалеозойские граносиениты; 3 – дайки гранит-порфиров; 4 – дайки монзонит-порфиров; 5 – зоны разломов; 6 – рудные тела; 7 – безрудные кварцевые жилы; 8 – шахты и их номера; 9 – линии разрезов; 10 – линия вертикальной проекции; 11 – условные границы месторождений

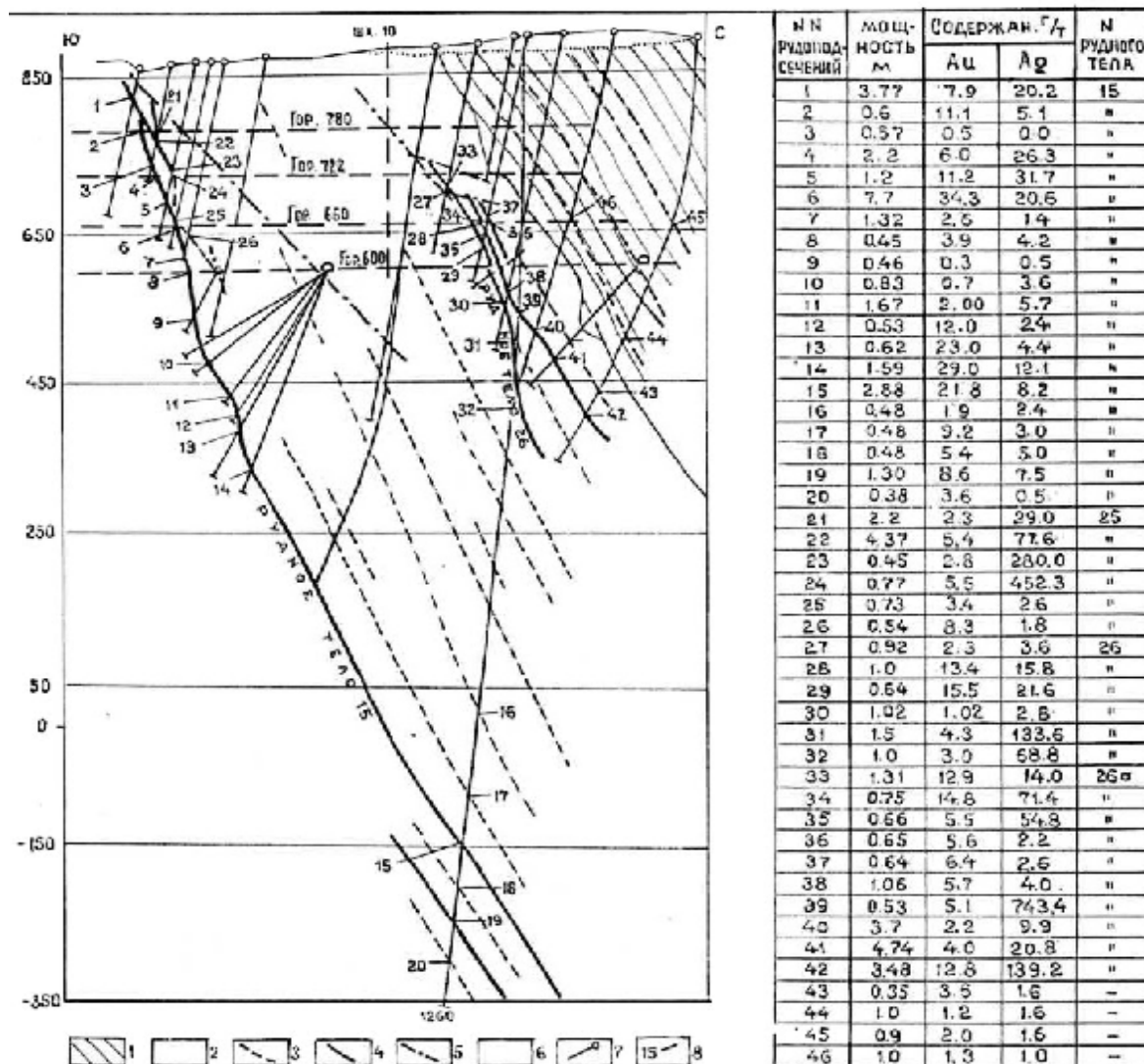


Рис. 3. Схематизированный геологический разрез по линии 105: 1. сланцы; 2. граносиениты; 3. кварцевые жилы; 4. рудные тела; 5. разломы; 6. наносы; 7. скважины; 8. рудо-подсечения и их номера

горными выработками из них. До глубины 340 м от поверхности Чармитан разведан 4-мя шахтными горизонтами (600, 660, 720, 780 м). Гужумсай разведан до глубины 240 м тремя горными горизонтами, а Промежуточный – одним горным (шурфовым) горизонтом (рис. 4). Глубокие горизонты месторождений и промежутки между горными горизонтами разведаны поверхностными и подземными скважинами. В целом запасы категории C<sub>1</sub> разведаны по сети 40x40м, C<sub>2</sub> – 80x80 м, а ресурсы категории P<sub>1</sub> заверены единичными скважинами. По состоянию на 01.01.2006 г. в рудном поле пройдено более 150 км разведочных подземных горных выработок и пробурено около 900 км скважин.

В результате разведочных работ в пределах Чармитанского рудного поля разведано золото [14] со средним содержанием около 9,0 г/т. Среднее содержание золота по подсчетным блокам колеблется

от 4,1 до 16,5 г/т, серебра - от 2,0 до 83,2 г/т. С 1977 г. месторождение разрабатывается открытым способом (карьеры №№ 10, 11, 13, 14), а с 1989 г. – подземным. За 28 лет эксплуатации (1977-2004 г.) среднее содержание золота в руде составило 7,16 г/т. Разведка глубоких горизонтов Гужумсай и Промежуточного продолжается. Ожидается, что к 2015 г. они будут оценены до глубины 1200-1500 м от поверхности, а запасы золота по рудному полю возрастут в 2 раза. Разведка и оценка более глубоких горизонтов, по-видимому, станут задачей более позднего периода. К западу от Чармитанского рудного поля на протяжении 18 км вдоль южного контакта Кошрабадского интрузива прослеживаются рудопроявления Караулхона-Чармитанской рудоносной полосы шириной 3-4 км. Особенно интересен 2-х километровый участок западнее Наукатского разлома в долинах Джазбулаксай и Байпуруш-

лиса, где известны воронкообразные и щелевидные древние выработки. На другом, найденном по следам древних разработок, крупном рудопроявлении Караулхона (5,2 км<sup>2</sup>) известно несколько сближенных до 50-200 м крутопадающих рудных зон, вытянутых на 3-4 км в ЗСЗ направлении.

Содержание золота в зонах колеблется от 0,5 до 268 г/т на мощность от 0,3 до 4,0 м. Рудопроявление дважды (в 1971-1974 гг. и 1980-1984 гг.) вовлекалось в поисково-оценочные работы, но было признано малоперспективным. В 2001г., после детальной переинтерпретации результатов ранее проведенных работ, рудопроявление вновь вовлечено в предварительную оценку, как потенциально крупный золоторудный объект, имеющий структурную и минералого-геохимическую аналогию с рудными зонами Чармитанского рудного поля.

В 4-х км южнее, среди ороговированных сланцев находится перспективный участок Караташ (4,8 км<sup>2</sup>) с несколькими рудоносными зонами, аналогичными зонам Караулхона.

Участок изучался с поверхности в 1985-1988 гг., а в настоящее время находится в предварительной оценке. Караташская рудоносная полоса шириной около 1 км прослеживается параллельно Караулхона-Чармитанской полосе; предполагаемая длина ее не менее 25 км. Полоса почти полностью перекрыта наносами и для ее трассировки привлекаются значительные объемы геофизических исследований.

Дальнейшее изучение Караулхона-Чармитанской и Караташской рудных полос должно вестись с учетом крупных пострудных перемещений по зонам Огайдарского, Пангатского, Уразальского и Наукатского разломов. В условиях высокой степени задернованности данных рудоносных зон, учет пострудных перемещений может существенно облегчить поиск смещенных частей рудных жил и зон. Больше внимания надо уделить эндоконтактной части интрузива, где вполне могут быть рудонос-

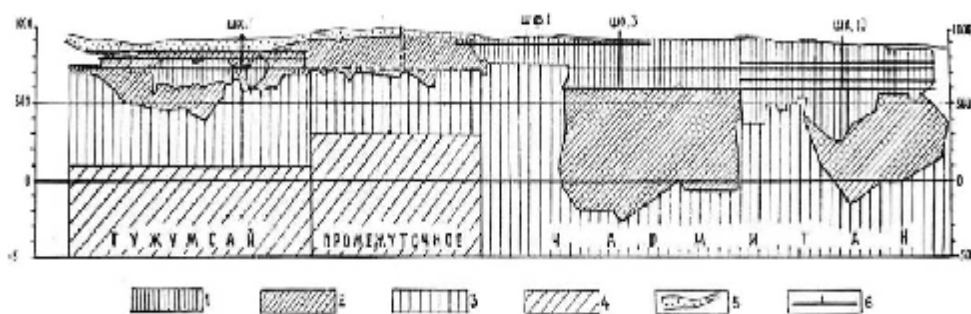


Рис. 4. Схематизированная вертикальная проекция Чармитанской золоторудной зоны: 1-5 - контура запасов и прогнозных ресурсов золота; 1-С<sub>1</sub>; 2-С<sub>2</sub>; 3-Р<sub>1</sub>; 4-Р<sub>2</sub>; 5-Р<sub>1+2</sub> по приповерхностной, дезинтегрированной части месторождения; 6 - горизонты горных работ

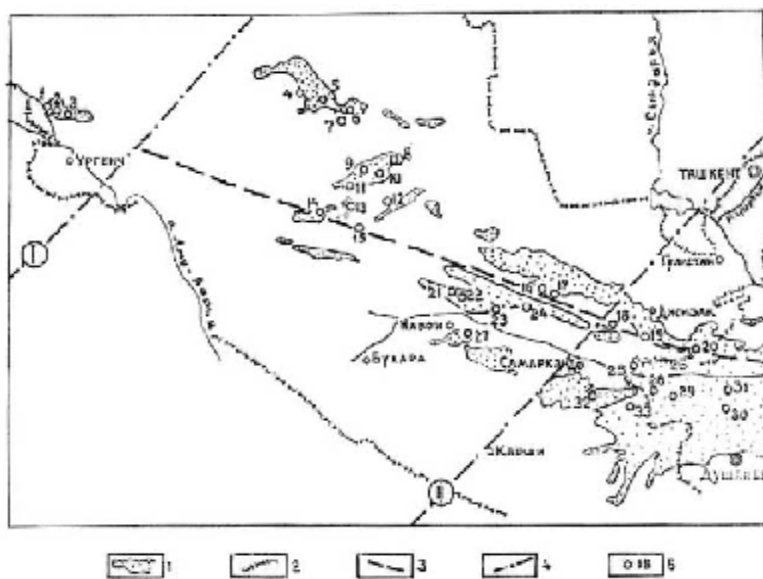


Рис. 5. Схема размещения Западно-Узбекистанских проявлений золота: 1. Выходы коренных пород; 2. Границы Узбекистана; 3. Ауминза-Кошрабад-Мальгузарская золоторудная зона; 4. Крупные поперечные разломы: I - Урало-Тяньшанский, II - Карши-Джамбульский; 5. Проявления золота и их номера: 1- Шейхджейли; 2- Урусай; 3- Джамансай; 4.- Айтым; 5-Кокпатас; 6- Турбай; 7- Ожжетпес; 8- Балпантау; 9- Косманачи; 10- Мурунтау; 11- Ясвай; 12- Аристантау; 13- Даугызтау; 14- Аджибугут; 15- Колчиктау; 16- Караулхона; 17- Чармитан; 18- Марджанбулак; 19- Бахмал; 20- Юлсай; 21- Биран; 22- Сармич; 23- Алтынказган; 24- Мауляян; 25- Формонтепа; 26- Вадиган; 27- Каракутан; 28- Джилао; 29- Тарор; 30- Канчоч; 31- Чоре; 32- Культурук; 33- Акба

ные зоны западного продолжения Чармитанской золоторудной полосы, «выходящие» к внутриинтрузивному рудопроявлению золота Уразал.

При этом необходимо изучать не только кварцевые жилы и кварц-сульфидные штокерки, но и разноориентированные зоны безрудных на поверхности полевошпатовых метасоматитов, которые могут контролировать скрытые рудные тела на глубине.

По аналогии с Караулхона-Чармитанской кварцево-жильной полосой возможно выделить Северо-Кошрабадскую перспективную площадь (65 км<sup>2</sup>) вдоль северного контакта Кошрабадского интрузива (рис. 1), с охватом полосы до 2 км в обе стороны

от контакта (между зонами Огайдарского и Наукатского разломов).

Золотоносность этой площади подтверждается несколькими мелкими рудопоявлениями, шлиховыми и геохимическими ореолами, а также слабым ее эрозионным вскрытием по сравнению с южным зальбандом интрузива. Внутри интрузива несколько мелких рудопоявлений и шлиховой ореол золота известны как Пангатская перспективная площадь (25 км<sup>2</sup>).

Восточные фланги Чармитанского рудного поля и Караулхона-Чармитанской полосы между Жубитайским и Чинарчукурским разломами СВ простираются, полностью перекрытые современными отложениями, тоже заслуживают дальнейшего изучения и выделяются как Юкорисайская перспективная площадь.

Учитывая большую длину рудоносных зон Кошрабадского рудного узла, мы вправе ожидать в нем развитие золотого оруденения на больших глубинах, не менее 1200 м от поверхности, как уже установлено на Чармитане.

Поэтому глубокое (600-1200 м) поисково-структурное бурение должно стать одним из важнейших методов дальнейшего опоскования перспективных рудных зон данного узла.

Цифровая оценка перспектив Кошрабадского рудного узла началась с 1972 г., когда Вихтер Б.Я. оценил потенциал Чармитанской перспективной площади (102 км<sup>2</sup>). В 1977 г. Четырбоцкая И.И. оценила Караулхона-Зармитанский рудный узел (570 км<sup>2</sup>), а в 1979 г. Антонов А.Е. оценил Чармитанское рудное поле (60 км<sup>2</sup>).

Первая официальная оценка прогнозных ресурсов золота Кошрабадского рудного узла (855 км<sup>2</sup>) проводилась по состоянию на 01.01.1983 г. Через 5 лет по состоянию на 01.01.1988 г. Цой Р.В. определил потенциал золота Кошрабадского рудного узла по сумме категорий P<sub>1</sub>+P<sub>2</sub>+P<sub>3</sub>, в том числе Чармитанское рудное поле – по категории P<sub>1</sub> и по категории P<sub>2</sub>.

В последней сводке прогнозных ресурсов Узбекистана по состоянию на 01.01.1998 г. (Дмитриева В.С.) потенциал Кошрабадского узла определен по сумме категорий P<sub>1</sub>+P<sub>2</sub>. Интересно, что основное прогнозируемое золото ожидается в пределах трех месторождений Чармитанского РП.

Контроль Чармитанского рудного поля крупной (более 30 км) Караулхона-Чармитанской сложнопостроенной зоной разрывных дислокаций, полифазным интрузивом с дайковыми сериями, значительный (более 1200 м) и устойчивый вертикальный интервал промышленного оруденения на Чармитане, широкий масштаб метасоматоза, полистадийность и многоэлементность рудообразования, многообразия генераций и парагенезисов золота в пирите и арсенипирите, проявление поздних серебро-сульфосолевых ассоциаций являются характерными

особенностями гигантских месторождений золота [15].

Для систем плутоногенных золото-сульфидно-кварцевых месторождений Зармитанского типа максимальная продуктивность золота определена Сафоновым Ю.Г. в одну треть от лимита запасов золота в гигантских месторождениях мира [16].

Фактический материал по Чармитанскому рудному полю и Кошрабадскому рудному узлу скорее отвечает второй цифре.

Отрицательные результаты золотопоисковых работ прошлых лет за пределами Чармитанского рудного поля не должны обескураживать. Что-то мы не учли или не поняли.

Необходимы новые, неординарные подходы как к геологии, структурной позиции, зональности и эродированности перспективных площадей, так и к целенаправленности и результатам ранее проведенных золотопоисковых работ, их переинтерпретации с новых металлогенических концепций, отказа от выработавших свой ресурс идей, ориентировки на выявление скрытых рудных объектов, с широким использованием и совершенствованием геохимических и геофизических технологий. А дефицита в перспективных зонах, участках и площадях в Кошрабадском рудном узле нет (рис. 1).

Западное и восточное продолжение рудоносных зон Кошрабадского рудного узла скрыты под мощными наносами Нурагинской впадины.

Большая структурная и минералогическая общность рудоносных зон Марджанбулака и Чармитана [17], а также Марджанбулака и Катгасайской зоны Мальгузара позволяют протрассировать продолжение Кошрабадских рудоносных зон на 150 км к ВЮВ (рис. 5).

Предполагается, что по зонам альпийских разломов СВ простираются отдельные блоки Кошрабад-Мальгузарской золотоносной полосы ступенчато перемещены к ЮЗ. Одновременно можно предположить, что на Марджанбулаке проявилось продолжение Караташской зоны, также состоящей из 9 субширотных рудоносных зон.

Учитывая, что севернее Караташской рудоносной полосы в 4-5 км трассируется Караулхона-Чармитанская рудоносная полоса, можно предположить, что эта полоса продолжается и в районе Марджанбулака. Поэтому мы рекомендуем провести глубинные поиски севернее Марджанбулакского рудного поля в полосе шириной до 10 км и длиной до 30 км. При определенной фантазии рудные зоны южной части Кошрабадского рудного узла могут быть протрассированы на 350-400 км к ЗСЗ под наносами Нурагинской и Каракатинской впадин вплоть до Ауминзатау, через Колчиктау и Аджибугут. Вырисовывается крупнейшая в Узбекистане Ауминза-Кошрабад-Мальгузарская золотоносная мегасистема (по Сафонову Ю.Г.), вполне соизмеримая с такими гигантскими системами как Мурун-

тауская в Узбекистане или Невадийская в США. Она будет являться объектом пристального внимания геологоразведчиков еще многие десятилетия. Начинать изучение перекрытой части этой системы

и, в первую очередь, глубоких (более 500-1000 м) горизонтов Мальгузарских золотоносных зон можно уже сегодня.

#### Список литературы:

1. Даутов А.И. О температурных условиях кристаллизации рапакивидных и среднезернистых гранитоидных пород на примере Кошрабадского и Яхтонского интрузивов (Зап.Узбекистан).// Узб.геол.журнал, 1973, № 2, с. 63-67.
2. Юдалевич З.А., Сандомирский Г.Г., Никоноров Г.С. О содержании золота в гранитоидах и кварцевых жилах Северного Нуратау и Букантау.// Узб.геол.журнал, 1973, с. 17-22.
3. Мирходжаев И.М., Бертман Э.Б., Хорват В.А., Семенова Т.В. Геохимические индикаторы золотого оруденения на месторождении Чармитан.// Сборник материалов по итогам научно-исследовательских работ геологоразведочного факультета ТашПИ за 1972 г., Труды ТашПИ, вып.104, Ташкент, 1973, с. 86-88.
4. Тулегенов Т.Ж., Пирназаров М.М., Хамроев И.О. К истории изучения метасоматитов месторождения Чармитан.// Петрология и рудоносность магматических формаций складчатых областей, Ташкент, «Университет», 2000, с. 122-125.
5. Королева И.В., Цой В.Д., Хамроев И.О. Парагенетические минеральные ассоциации, стадийность минералообразования на золото-серебряном месторождении Гужумсай.// Проблемы рудных месторождений и повышения эффективности геологоразведочных работ, Ташкент, ИМП, 2003, с. 351-354.
6. Конеев Р.И. Золоторудные месторождения Узбекистана. Систематизация и особенности формирования.// Проблемы рудных месторождений и повышения эффективности геологоразведочных работ, Ташкент, ИМП, 2003, с. 200-202.
7. Бортников Н.С., Прокофьев В.Ю., Раздолина Н.В. Генезис золото-кварцевого месторождения Чармитан (Узбекистан).// Геол. руд.месторожд., 1996, т.38, № 3, с. 238-257.
8. Глотов А.М., Громова Е.И., Фомин Д.П. Парагенетические минеральные ассоциации и стадийность процесса образования руд месторождений и повышения эффективности геологоразведочных работ, Ташкент, Фан, 1980, с. 8-11.
9. Бертман Э.Б., Хорват В.А., Чеботарев Г.М. Термобарические характеристики процесса формирования золоторудного месторождения Чармитан.// Зап.Узб.отд.ВМО, вып.28, Ташкент, Фан, 1975, с. 81-84.
10. Громова Е.И., Завьялов Л.Л., Глотов Д.М. Находки редко встречающихся минералов золота в рудах месторождения Чармитан (Чармитан) Западного Узбекистана.// Зап.Узб.отд.ВМО, вып.31, Ташкент, Фан, 1978, с. 38-40.
11. Чеботарев Г.М., Эшимов Т.Э., Волков Ю.А., Хамрабаева З.И. К минералогии серебра Чармитанского рудного поля (Зап.Узбекистан).// Зап.Узб.отд.ВМО, вып.28, Ташкент, Фан, 1975, с. 85-90.
12. Парамонов Ю.И., Ахмедов Н.А. Месторождение Чармитан.// Рудные месторождения Узбекистана, Ташкент, ИМП, 2001, с. 202-211.
13. Мирходжаев И.М., Тилляев Х. О связи золотого оруденения Чармитанского поля с дайками Кошрабадского массива.// Некоторые вопросы геологии и разведки рудных месторождений. Сборник научных трудов ТашПИ, вып. 206, Ташкент, 1977, с. 62-64.
14. Seltmann R., Akhmedov N. A., Isakhodjaev B. A., Golovanov I.M., Shatov V., Yakubchuk A. Re-assessment of the mineral potential of Central Asia with special focus on the republic of Uzbekistan.// Проблемы рудных месторождений и повышения эффективности геологоразведочных работ, Ташкент, ИМП, 2003, с. 34-37.
15. Константинов М.М., Стружков С.Ф. Золоторудные гиганты Мира (проблемы рудогенеза и критерии прогноза). // Проблемы рудных месторождений и повышение эффективности геологоразведочных работ, Ташкент, ИМП, 2003, с. 176-177.
16. Сафонов Ю.Г. Генетические особенности высокопродуктивных золотоносных рудообразующих систем, прогнозно-поисковые признаки их проявления. // Проблемы рудных месторождений и повышения эффективности геологоразведочных работ, Ташкент, ИМП, 2003, с. 143-145.
17. Бородин Ю.В., Хамидуллаев Н.Ф. Перспективы Марджанбуласского рудного поля.// Горный вестник Узбекистана, 2005, № 3, с. 26-29.

УДК 550

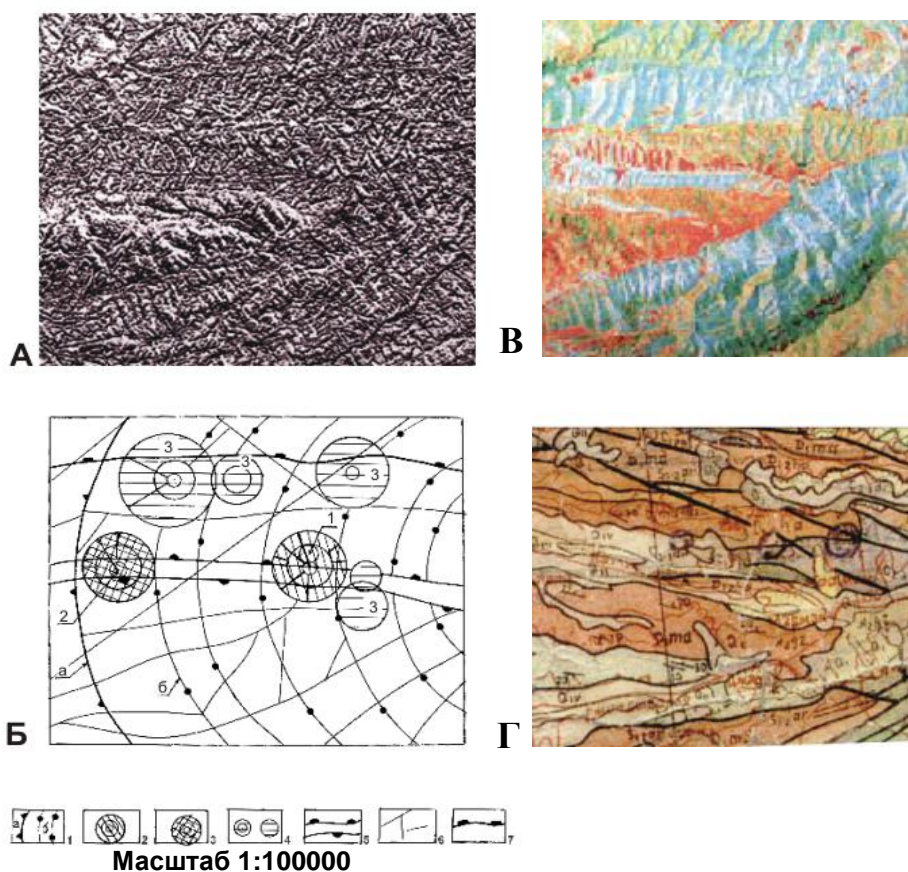
© Эргашев Ш.Э., Хантемиров Р.М. 2006 г.

## РУДОКОНТРОЛИРУЮЩИЕ ФОТОСТРУКТУРЫ МАДМОНСКОГО РУДНОГО ПОЛЯ И ИХ РОЛЬ ПРИ ВЫБОРЕ ПЕРСПЕКТИВНЫХ НАПРАВЛЕНИЙ ГРР

Эргашев Ш.Э., зав. отделом региональной геологии и металлогении ИМП Госкомгеологии РУз, доктор геол.-минер. наук, Хантемиров Р.М., инженер отдела локального прогнозирования ИМП Госкомгеологии РУз

Вопрос выявления структурных неоднородностей земной коры, перекрытых толщами рыхлых образований, а также возможность прослеживания

скрытых продолжений геотектонических объектов, которые контролируют известные месторождения и крупные рудопроявления, стоит весьма остро [1-4].



**Рис. 4.** Обработанное изображение Мадмонского рудного поля по методам Кирша «Индекс IV» (А), ITS (В), фрагмент геологической карты полигона (Г) и схема дешифрования (Б): 1-Мадмонская КСЦТ: а-граница внешней зоны структуры; б-границы внутренних зон; 2-Концентрическая структура вещественно-структурных изменений (КСВСИ) участка рудопроявления «Акба» (№ 1); 3-КСВСИ (№ 2) участка возможного проявления рудной минерализации (прогноз по методу аналогий); 4-КСВСИ (№ 3), представляющий интерес для проверки; 5-Выходы терригенно-карбонатных отложений  $S_{2,3}$ , ограниченные надвигами; 6-Границы мелких геоблоков структурных неоднородностей; 7-Границы крупных геоблоков структурных неоднородностей

Наибольший интерес представляют участки, где в свое время были обнаружены значимые и перспективные площади рудолокализации. По причине перекрытости большей их части, неясности структурной ситуации и масштабности проявления рудных тел, геологоразведочные работы были приостановлены. Как известно, в подобном положении находятся многочисленные рудопроявления и перспективные площади, расположенные в различных территориально-ландшафтных условиях Узбекистана и Средней Азии.

Проводимые в настоящее время методы традиционного прослеживания рудоконтролирующих структур на перекрытых площадях (бурение скважин, закладка канав, шурфов), а также картирование рудоносных позиций весьма эффективны, но требуют крупных затрат и технических средств. В современных условиях это весьма серьезная проблема. Перечисленные способы приемлемы для небольших, детально изученных площадей. В региональном плане, когда объемы необходимой ин-

формации ограничены малочисленностью точек наблюдения, они малоэффективны. Для решения этой проблемы, как нам представляется, необходимы нетрадиционные экономически дешевые способы, позволяющие картировать геолого-структурные объекты на перекрытых территориях. Одним из них является использование результирующих изображений компьютерной обработки первичных цифровых матриц теледетекции.

Опытные исследования по оценке возможностей и ограничений цифровых данных мы осуществляли в пределах Чакылкалянских и Каратюбинских гор (западная часть Зарафшанского и Гиссарского хребтов), где в свое время были обнаружены перспективные участки с проявлениями эндогенных руд (золото, редкие металлы, олово и др.). В дальнейшем из-за нехватки геолого-структурных данных там были прекращены оценочные работы. Для оценочно-экспериментальных работ нами было выбрано Мадмонское рудное поле, расположенное в восточном окончании Чакылкалянских гор.

Здесь выявлены многочисленные проявления эндогенной минерализации. Отдельные площади (например, Акба) считаются перспективными. Большая часть площади, где обнаружена рудная минерализация, перекрыта современными отложениями. Поэтому, геологоразведочные работы здесь проводятся не столь масштабно.

В методическом плане мы, прежде всего, оценили реальную возможность цифровых изображений в выявлении структурно-геометрических, вещественно-структурных и оптико-ландшафтных признаков рудолокализации. Для этого были апробированы способы компьютерной обработки – линейные комбинации Кирша, Собеля, «Индекс-IV» их объединенный вариант и ITS (рис. А, В). В результате этого выявлены почти все структурные неоднородности (линейные, дугообразные, концентрические) изучаемого района, включая зоны максимального проявления трещиноватости (возможно дробления) на поверхности и их продолжение за пределами

материнского объекта. Новые данные позволили оценить перспективность прилегающих территорий и откартировать структурно-вещественные объекты, параметры которых почти полностью соответствуют эталонному участку. Мадмонское рудное поле включает пространственно сближенные проявления золота Козы-бола, Средний, Новсерзор и Акба. Последние расположены в зоне крупного Северо-Мадмонского надвига, по линии которого кремнистые известняки  $D_2$  соприкасаются с толщей терригенно-карбонатных образований дарахтисурской свиты ( $C_{2-3}$ ). Надвиг считается основной рудоуправляющей и рудовмещающей структурой. По заключению Баширской партии Кашкадарьинской ГРЭ (1978-1982 гг.) наиболее перспективным является участок Акба, но его поверхность перекрыта (на 75-80%) рыхлыми современными образованиями.

Рудопоявление Акба расположено на правом склоне р. Джиндидарья, в 2 км к север-северо-востоку от кишлака Мадмон. Оно обнаружено и изучено в 1979 г. (Финкельштейн Ю.В. и др. 1979 г.). Размещено в зонах дробления, обеления, пиритизации и слабого окварцевания на контакте пород  $D_2$  и  $C_{2-3}$ . Рудоносная полоса (ширина до 30 м) прослеживается вдоль надвига на 1750 м. Золотая минерализация проявлена в двух позициях: 1) терригенных (песчаники, алевролиты и гравелиты) образованиях  $C_{2-3}$ , при пересечениях их дайками слюдистых лампрофиров; 2) прослоях кремниевых составляющих в известняках  $D_2$ . Наиболее высокое содержание золота установлено в слабо окварцованных и заметно осветленных терригенных образованиях  $C_{2-3}$ . Развитие золотой минерализации установлено вдоль надвига. Максимальное - на восточном фланге, минимальное (до исчезновения) - на западе.

**Дистанционные предпосылки.** Изученная площадь расположена в зоне влияния Мадмонской очаговой структуры центрального типа (ОСЦТ) в диаметре 35 км (рис. А, Б). Она имеет идеально округлую форму и осложнена многочисленными дочерними структурами многозонального строения размером до 1-3 км в диаметре. В целом материнская структура расположена на территории двух государств - Узбекистана (западная половина) и Таджикистана. Металлогеническое значение ее, оценивается размещением многочисленных проявлений золота в каркасных элементах дочерних структур. Одна из них - концентрическая структура Акба (рис. Б, 1.), пересеченная северо-мадмонским надвигом (рис. Б, 5). Рудные тела расположены в средней части концентрической структуры (КС 1), в зоне надвига. На изображениях масштаба 1:100000, полученных способом фильтрации, ITS (рис. В), кремнистые пропластки фиксируются в виде узких (до 3-4 мм) коротких (до 0,5-1,2 см) полос красного-бордового цвета. В зоне рудопоявлений мелкие

точки (до 0,5-1,0 мм в диаметре) черного цвета проявлены более интенсивно. Скопление последних ограничивается внешним контуром КС 1. Относительное сгущение их отмечено в зоне надвига в северной половине КС. Они маркируют гидротермально измененные участки с рудной минерализацией. Девонские карбонатные толщи имеют желтовато-красные оттенки и полосчатый рисунок изображения. Выходы терригенных образований  $C_{2-3}$  почти полностью перекрыты современными образованиями с характерной светло-голубой окраской. Полоса прослеживается от участка Акба к западу более чем на 9 км. Разлом, разделяющий отложения  $D_2$  и  $C_{2-3}$ , уверенно прослеживается в виде светлой (почти белой) линии шириной около 1 мм. Отличительный фотопризнак рудоносной поверхности - это полосы желто-красного цвета на перекрытых терригенных образованиях (характерные для толщ  $D_2$ ) в восточной половине КС 1 и их дугообразная форма.

На изображениях «Индекс-IV» (рис. А) отражены все изъяны, изгибы, разломы и др. геотектонические элементы земной поверхности. Вещественный состав, объекты ландшафта и геоморфологии отодвинуты на второй план. Получена исключительно структурная информация, как по открытым, так и по закрытым территориям района. По всему периметру четко проявлены разноориентированная линейности, дугообразные и концентрические структуры. Уверенно картируются отмеченные выше: северо-мадмонский разлом, ареалы выходов девонских карбонатов и терригенных толщ  $C_{2-3}$ , отличающиеся друг от друга рисунком изображения. На снимке (рис. А) четко проявлена КС Акба (рис. Б, 1). Ее внешняя зона светлее внутренней. Структура нарушает целостность полос на терригенных образованиях (включая линии надвига) и, по-видимому, формировалась позже. В районе выявлены еще несколько подобных структур (рис. Б, 2, 3) с соответствующими геолого-дистанционными показателями.

Наибольший интерес представляет КС 2 (рис. Б, 2). Она расположена в 6 км к западу от КС Акба, в западном окончании отмеченной выше полосы. Геологическое строение и геотектоническая позиция почти в точности повторяют данные эталонного объекта. К северу от линии надвига обнажаются кремнистые известняки девона, а терригенные формирования  $C_{2-3}$  образуют редкие, разрушенные (размером 0,5-2 м) выходы, приуроченные к полосе субширотного простирания, которая ограничена с севера и с юга разломами. В южном сегменте центра обнажены карбонатные толщи  $D_2$ . Около 85-90% поверхности КС 2 перекрыто современными образованиями.

Дистанционная характеристика ее идентична КС Акба (рис. А, Б). Структура двухзональная, размеры почти одинаковы (около 2 км в d). Светло-голубая

поверхность маркирует среднюю зону, а во внешней преобладают желто-красная и бордово-красная тональности. Последние отражают выходы девонских образований (рис. В), которые в западном и восточном секторах перекрывают отложения  $C_{2-3}$ . Во внешней зоне, среди девонских образований четко проявлены черные точки, характерные для КС Акба. Они преобладают в западном и северном секторах структуры.

На результирующем изображении фильтрации Кирша «Индекс-IV» (рис. А) структура выглядит контрастно, в особенности ее средняя зона - в виде осветленного круга. В пределах надвигов дугообразный каркас структуры затемнен (почти черный). Именно этот участок объекта имеет поисковый интерес. В пределах КС Акба 1 (рис. А, Б), рудоносная зона расположена в пределах затемненных каркасов, особенно в узлах северного сегмента КС 2. Как видно, дистанционная характеристика двух структур идентична. Разница в их геотектонических позициях: первая расположена в средней зоне Мадмонской ОСЦТ, а вторая – во внешней зоне (рис. Б). Следует отметить, что каркасные составляющие восточной половины материнской структуры уверенно контролируют известные проявления золота в Таджикистане.

Сходство двух структур в геологическом, геотектоническом, геоморфологическом и фотоструктурном строениях внутри КС 2 подтверждается

одинаковыми изменениями терригенных толщ  $C_{2-3}$ . Мелкие выходы песчаников, гравелитов хлоритизированы, ожелезнены, слабо окварцованы и обелены. Эти данные подтверждаются материалами поисково-оценочных работ Терлецкого О.Г. и др. (1988-1992 гг.).

Изложенные выше данные подтверждают сходство геолого-дистанционных показателей двух структур (рис. Б 1, 2), расположенных на значительном расстоянии (6 км) друг от друга, но в пределах одной геодинамической структуры центрального типа. Можно предположить, что они похожи и по металлогеническим показателям. В пределах КС 2 можно ожидать новое проявление золотой минерализации. В завершение следует еще раз отметить, что из-за перекрытости площади и нехватки данных о тектоническом строении второго участка поисковые работы были прекращены в конце восьмидесятых годов. Однако, учитывая новые данные, полученные на основе цифровой информации теледетекции, НТС Кашкадарьинской ГРЭ решил возобновить оценочные работы в пределах КС 2. При этом мы рекомендуем обратить внимание на основные ориентиры: 1) – внешний контур средней зоны КС 2; 2) – отрезки надвигов, ограниченные каркасными составляющими концентрической структуры; 3) точки пересечения северо-мадмонского надвига с дугообразным составляющим концентрической структуры 2.

#### Список литературы:

1. Белбородов М.А. Коган В.С. Роль материалов космических съемок при построении моделей рудоносных площадей с помощью автоматизированной системы АСПД-8 // Методы прогнозирования рудных полезных ископаемых на основе космогеологических исследований. Л. ВСЕГЕИ, 1987, 167 с.
2. Перцов А.В. Методологические основы использования материалов дистанционного зондирования в геологии // Отечественная геология. 1999, № 6, с. 3-9.
3. Эргашев Ш.Э. Методика выявления и изучения концентрических структур на основе цифровых изображений теледетекции (на примере западной части Кульджуктау // Узб. геол. журнал. № 5) Ташкент 2000, с. 7-13
4. Эргашев Ш.Э. Асадов А.Р. Методическое пособие по использованию материалов дистанционных съемок // Изд-во ИМП, Ташкент 2001, 202 с.

УДК 550

© Абдурахманов А.А., Эзозхонов А.Н., Сулейманов М.О., Мирзаева Г.А., Прутик Е.В. 2006 г.

## ЧАДАКСКОЕ РУДНОЕ ПОЛЕ: ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ СТРУКТУРА И ПЕРСПЕКТИВЫ

**Абдурахманов А.А.**, геолог Чадакского рудоуправления ОАО «Алмалыкский ГМК»; **Эзозхонов А.Н.**, директор Чадакского рудоуправления ОАО «Алмалыкский ГМК»; **Сулейманов М.О.**, старший научный сотрудник ИМП Госкомгеологии РУз, канд. геол.-минер. наук; **Мирзаева Г.А.**, геолог ИМП Госкомгеологии РУз; **Прутик Е.В.**, геолог ИМП Госкомгеологии РУз

Чадакское рудное поле с его полициклическим развитием процессов гидротермального минералообразования, приуроченностью к зонам глубинных разломов и интенсивным проявлением верхнепалеозойского вулканизма, является одним из сложнейших в Чаткало-Кураминском регионе [1] (рис. 1-

3). Располагаясь на западном крыле Чадак-Чаркасарской антиклинали, рудное поле имеет многоярусное строение, обусловленное участием пород практически всего герцинского тектономатического цикла (рис. 1).

В структуре рудного поля можно выделить 3

структурных яруса:

- первый структурный ярус ( $D_3-C_1-C_2$ ) – фундамент, сложен нерасчлененными известняками ( $D_3-C_1$ ), вулканогенно-осадочными отложениями минибулакской свиты ( $C_{1,2}mh$ ), прорванными гранодиоритами кураминского комплекса ( $C_2k$ )- оруднение в этих породах выклинивается;
- средний структурный ярус сложен вулканами шурабсайского ( $P_1sh$ ), болгалинского ( $C_2bl$ ), карабауского ( $C_3kr$ ) комплексов, прорванных субвулканическими и субинтрузивными породами куюндинского комплекса ( $C_3-P_1$ ) – рудовмещающие породы;
- верхний структурный ярус ( $P_2-T_1$ ) сложен вулканами равашского и кызылнуринского ( $P-T_1$ ) комплексов – перекрывающие оруденение породы.

С юга породы перекрыты чехлом современных отложений.

При всем разнообразии разрывных нарушений они группируются в пять систем.

**I система, Северо-Ферганская.** Относится к структурам глубокого заложения, долгоживущим разломам. По генетическому типу – это левые взбросо-сдвиги, умеренно крутые, с углами падения  $65-70^0$  на север, вертикальная амплитуда до 200 м, горизонтальная незначительная - до 30 м. Являются основными блокоразделяющими и блокирующими разломами рудного поля и они расщепляют основные структуры поперечного направления. По ним происходит постепенное ступенчатое сбрасывание блоков пород в южном направлении. Возраст заложения  $D_3-C_1$ ; значительные подвижки произошли в средне-верхнекарбонное время.

**II система, Кумбельская ( $310-320^0$ ).** Разломы северо-западного простирания. По генетическому типу - правые взбросо-сдвиги с различной амплитудой, зависящей от порядка разлома с крутым падением на юго-запад ( $75-85^0$ ), сопровождаются зонами гидротермально-проработанных пород. Являются магмо- и рудоподводящими разломами, оказывают влияние на распределение магматических тел и постмагматической минерализации.

**III система, Чадакская ( $350-310^0$ ).** Разломы меридионального и субмеридионального простирания, левые взбросо-сдвиги с незначительной амплитудой перемещений. Падение основных структур западное. Золотое оруднение Чадакского рудного поля сопряжено с этой системой разломов. Они образуют линейно-складчатую структуру в систему чередующихся горст-антиклиналей и грабен-синклиналей.

**IV система, Дайковая ( $30-40^0$ ).** По элементам залегания разделяется на 2 группы: **Крутопадающие разломы северо-восточного простирания:**

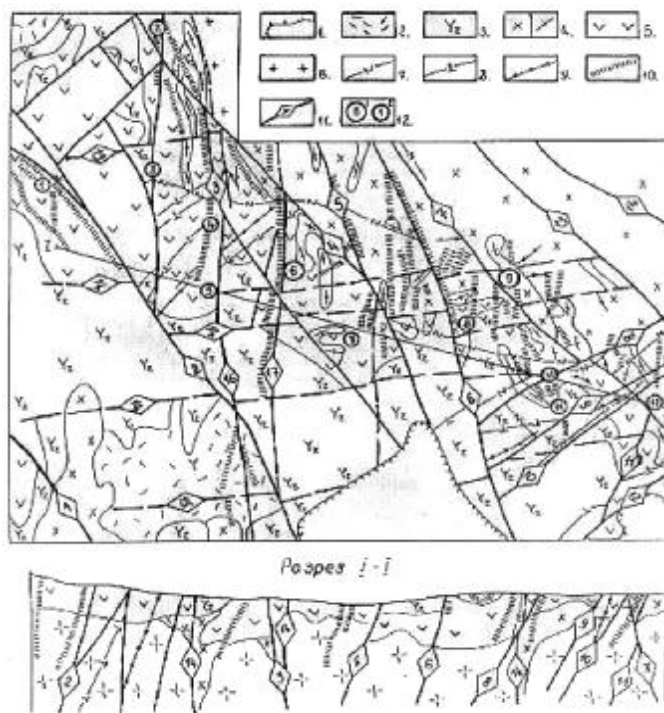


Рис. 1. Чадакское рудное поле. Схема геологического строения:

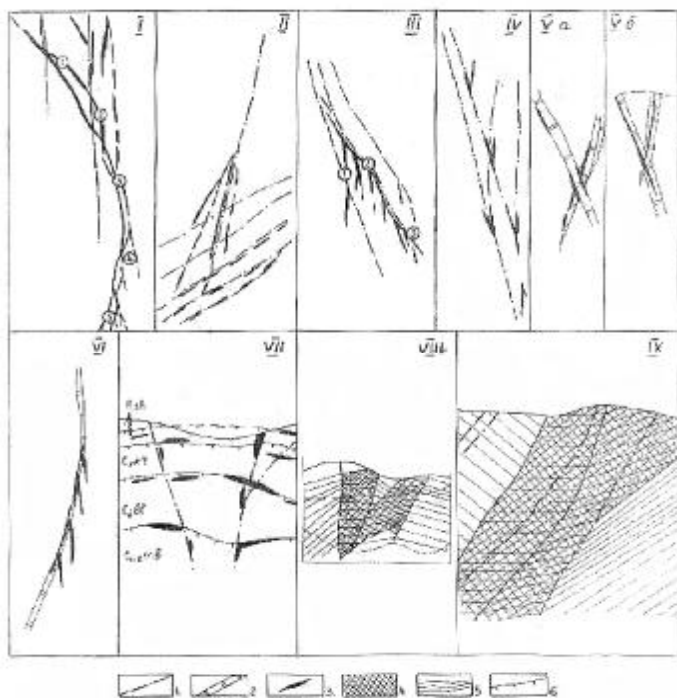
1 – контуры выходов палеозойских пород; 2 – равашский вулканоконкомплекс ( $P_2rv$ ); 3 – шурабсайский вулканоконкомплекс ( $P_1sr$ ); 4 – куюндинский комплекс ( $P_1kp$ ); 5 – надакский комплекс ( $C_{2,3}yd$ ); 6 – карамазарский комплекс ( $C_2kr$ ). Гранодиориты, сиенито-диориты. Дайки; 7 – диабазовые порфиры; 8 – сиенит-порфиры; 9 – гранит-порфиры; 10 – жильные тела кварцевого, кварц-карбонат-волластонитового, кварц-гематитового составов; 11 – разломы: 1 – Чулактерекский; 2 – Джулайсайский; 3 – Смещающий; 4 – Северо-восточная ветвь Джулайсайского; 5 – Левобережный; 6 – Чадакбашинский, 7 – Пирмирабский; 8 – Родниковый; 9 – Дайковый I; 10 – Дайковый II; 11 – Северная ветвь Юго-восточного; 12 – Юго-восточный; 13 – Северо-Ангурский; 14 – Центрально-Ангурский; 15 – Южно-Ангурский; 16 – Акбулак-Каракутанский; 17 – Гузаксайский; 12 – месторождения (1) и рудопроявления (2): 1 – Джулайсай; 2 – Мазар; 3 – Дальний; 4 – Северный Гузаксай (жила Западная); 5 – Акбулак; 6 – Южный Гузаксай; 7 – Юго-восточный Гузаксай; 8 – Промежуточный; 9 – Центральный Пирмираб; 10 – Южный Пирмираб; 11 – Южный Пирмираб II; 12 – Акташ

характеризуются сравнительно небольшой амплитудой перемещения, менее интенсивной гидротермальной проработкой пород;

**Подсистема Джулай II ( $60-65^0$ )** – в основном это минерализованные зоны СВ простирания, сопровождаются мощным метасоматозом и жильным окварцеванием. Вмещаются рудные тела участков Джулай II, Акбулак. Как блокирующие к разломам II и III системы контролируют размещение оруденения.

**V система – внутриблоковая** – субпараллельные нарушения внутри блоков, ограниченные разломами других систем.

Разломы II-IV системы являются производными единого плана деформации, причем разломы II-III системы – это трещины скалывания, а в IV – отрыва. Разломы I, II и III систем относятся к долгожи-



**Рис. 2. I.** Акбулак-Каракутанский разлом. Рудоносные участки: 1 – Мазар; 2 – Боматсай; 3 – Северный Гузаксай; 4 – Каракутан; 5 – Акбулак; II. Участок Акбулак. Зоны блокирования; III. Месторождение Пирмираб. Рудовмещающие участки: 1 – Левобережный; 2 – Центральный Пирмираб; 3 – Южный Пирмираб; IV. Участок Мазар. Положение рудных тел в структуре участка; V. Распределение оруденения в рудовмещающих структурах: а) план; б) разрез; VI. Распределение оруденения в зоне 2 участка Акбулак и гор. шт. 59; VII. Распределение высоких концентраций золота в Гузаксайском разломе; VIII. Распределение запасов и ресурсов золота в породах Чадакского рудного поля; IX. Участок Юго-Восточный Гузаксай. Распределение золота в плоскости жилы «Главная».

Условные обозначения: 1 – оси рудоконтролирующих разломов; 2 – зоны окварцевания; 3 – рудные тела; 4 – рудные тела в плоскостях секущих разломов; 5 – рельеф поверхности рудовмещающего разлома; 6 – плоскости экранирования

вущим структурам. С момента заложения и в течение всего последующего времени тектонической активности они испытывали многократные обновления.

Ведущую рудоконтролирующую роль играет система структур экранирования, приуроченная к подошвам разновозрастных вулканитов, силлов и других субсогласных магматических образований.

Геолого-структурная позиция Чадакского рудного поля определяется горст-антиклинальной структурой асимметричного строения с более пологим западным крылом. Осевая часть её с южным склонением на ЮЗ под углом  $40^{\circ}$  прослеживается выходами известняков ( $D_3 - C_1$ ) и гранодиоритов кураминского комплекса. Крылья антиклинали сложены вулканитами ( $C_2 - P_1$ ), к ядру приурочено локалитоподобное тело сиенито-реолитовых порфириров карабауского комплекса – Урюклинский купол.

Сочетание разрывных нарушений, геологических тел вулканитов разных фаций создают элемен-

ты геологической структуры. Системой субмеридиональных разломов горст-антиклиналь разбита на чередующиеся горст-антиклинали и грабен-синклинали.

Рудное поле представлено двумя месторождениями – Гузаксай и Пирмираб, в которых сосредоточены основные запасы руды, контролируемые своими локальными вулканоструктурами.

**Чадакбашинское поднятие** – центральная часть Урюклинского купола. В южном направлении лакколит постепенно погружается под вулканиты  $C_2 - P_1$ . Основная рудовмещающая структура рудного поля; в ней заключено около 70% оруденения.

Сложное структурное строение обусловлено пересечением рудовмещающих разломов блокирующими северо-западными и широтными явлениями пологого экранирования подошвой разновозрастных вулканитов; пологими разломами Дайковый, Родниковый; вмещает месторождение Пирмираб.

**Гузаксайский грабен** – основная вулканоструктура месторождения Гузаксай, вулканиты в нем и на периферии со своими морфотипами тел; разрывные нарушения, контролирующие размещение золото-серебряного оруденения образуют единую геологическую структуру, именуемую Гузаксайским месторождением. Это компенсационная структура, возникшая вследствие развития Урюклинского палеовулкана.

Распределение оруденения на площади рудного поля крайне неравномерное, центриклинальное. Основные рудные тела центральной части месторождения вмещают 80% общих запасов рудного поля. По периферии от них количество запасов резко падает почти на порядок.

Основными факторами рудолокализации являются: структурно-тектонический, литолого-стратиграфический и магматический.

**Магматический** – практически все Au-Ag оруденения и геохимические ореолы, сопровождающие его, локализуются в пределах развития куюндинского субинтрузивного комплекса  $C_3 - P_1$ , представленного гомодромным рядом пород диоритовых и сиенито-диоритовых порфириров, гранодиорит-гранит порфириров, кварцевых и фельзитовых порфириров.

**Литолого-стратиграфический** – основная масса оруденения – 60% - концентрируется в породах куюндинского комплекса, 30% - в вулканитах карабауского комплекса  $C_3$ , 20% - в вулканитах алталинского и около 10% - в минбулакского  $C_{1-2}mb$ .

В гранодиоритах кураминского комплекса рудных тел нет (рис. 2). Основным фактором рудолокализации является структурно-тектонический.

Сочетание разрывных нарушений, влияние поверхностей экранирования создают сложные морфотипы рудных тел, которые в целом подразде-

ляются на секущие и согласные. Основные рудовмещающие структуры - разломы Чадакской и Джулай II.

В пределах Чадакской системы рудные тела локализируются в местах сопряжения разломов меридионального простирания, образуя рудные столбы в благоприятных для оруденения породах. В пределах рудных тел наиболее высокие концентрации золота тяготеют к плоскостям разломов (рис. 2).

Наиболее собирательно распределение золота выразилось в Акбулак - Каракутанском рудоконтролирующем разломе, прослеженном через всю площадь месторождения. Ограничивая грабен с востока, прослеживается мощная тектоническая структура - Акбулак-Каракутанская минерализованная зона. Это сложнопостроенная геологическая структура, состоящая из сопряжений ССЗ и меридиональных разломов, выполненных магматическими телами (корневые части силлов и лавовых потоков карабаусского комплекса), кварц - карбонат-гематитовыми жилами и линзами, сопровождается мощными зонами метасоматитов. В целом она имеет меридиональное простирание с крутым падением на восток (85-70°С). На размещение золоторудной минерализации в зоне разлома существенное влияние оказывают экранирующие поверхности; оруденение размещается в интервале пород карабаусского минбулакского комплекса.

Строение каждого узла также весьма сложное, обусловлено влиянием структурно-литологических факторов. В целом же можно констатировать, что Акбулак - Каракутанский разлом - это сложнопостроенная геологическая структура, которая является и рудовмещающей.

Это не один тектонический шов. На участке Акбулак их четыре, на Мазар - Боматайской площади, по крайней мере, три, выделяемых по зонам максимального окварцевания. В плане, в сочетании с крупными меридиональными разломами, структура Акбулак-Каракутанской минерализованной зоны (АКМЗ) волнообразная.

Наиболее протяженные выпуклые части волны протяженностью 1-1,5 км; к ним приурочены участки: Мазар, Северный Гузаксай, Каракутан, Акбулак;

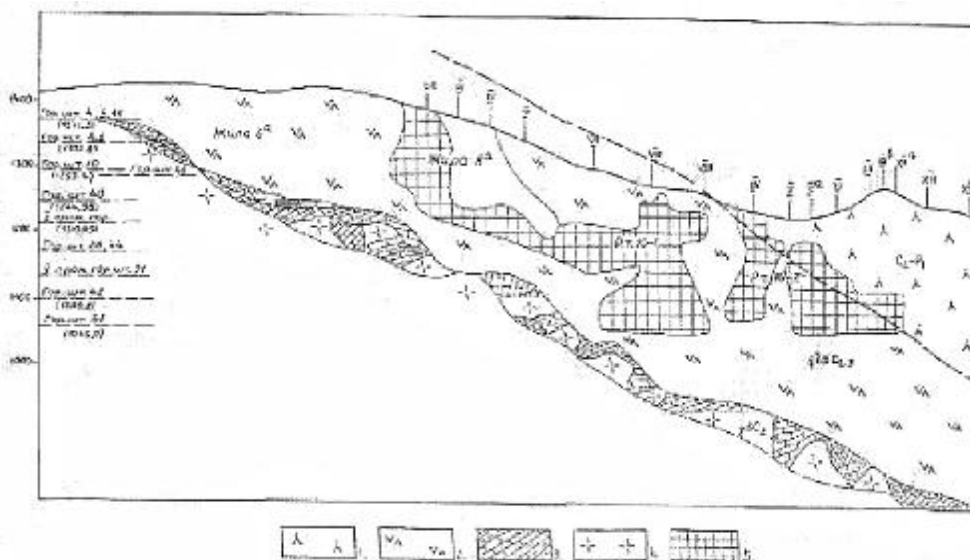


Рис. 3. Положение основных рудных тел месторождения Пирмираб (проекция на вертикальную плоскость): 1 - вулканиды С<sub>2</sub>-Р<sub>1</sub> (болгалинский, карабауский, шурабсайский комплексы); 2 - сиенито-диоритовые порфириды Кулондинского комплекса; 3 - вулканогенотерритенные отложения минбулакской свиты С<sub>1,2</sub>mb; 4 - гранодиориты Кармазарского комплекса С<sub>2</sub>к; 5 - рудные тела

к вогнутым протяженностью 0,5-0,7 км - Боматсай, Северный Акбулак, ЮЗ Акбулак, амплитуда волны 200-300 м. На всем протяжении АКМЗ можно выделить 1 и 3/4 части волны, на юг после Джулайсайского разлома будет выявлена оставшаяся 1/4 часть, так как почти на всем протяжении АКМЗ вмещают вулканиды С<sub>3</sub> и вблизи подэкранной позиции осевые части тектонических швов, слагающих ее, выражены нечетко.

В рудных телах и разломах системы Джулай II, разведанных на сегодняшний день, оруденение локализовано в вулканидах С<sub>1,2</sub>mb под подошвой вулканидов болгалинского комплекса. Рудные тела локализируются в поверхностях (плоскостях) экранирования, в месте пересечения их с секущими рудовмещающими разломами.

Наиболее четко характер распределения золоторудных концентраций по вертикали отразился на участке Ю. Гузаксай (рис. 2). Это проекция на вертикальную плоскость зоны Гузаксайского разлома жилы, главная по карьеру на участках Центральный, Южный и Юго-Западный Гузаксай.

Богатые рудные тела - это пологие линзы с общим склонением на юг, юго-запад; субпараллельные поверхности экранирования в подошвах разновозрастных свит. Между этими линзами содержание колеблется в пределах от 0 до целых г/т, что в сочетании с богатыми рудными телами создает объект с промышленными концентрациями Au, т.е. объект добычи.

Этот морфотип на всей площади рудного поля практически не изучен. Хотя подсчитанные реальные ресурсы по ним оцениваются в 30% от разведанных. Это ближайший резерв расширения мине-

рально-сырьевой базы ЧРУ.

Неравномерная изученность поисково-оценочными работами площади рудного поля выражена в том, что все горно-буровые работы сосредоточены вдоль основных рудоконтролирующих блокоразделяющих структур.

Пространство между ними изучено слабо и оно небезрудно (Мазар, Боматсай и Каракутан). Это подтверждают разведочно-эксплуатационные работы на месторождении Пирмираб, где в этом пространстве выявлено около 10-15% от разведочных запасов.

Геологическая структура месторождения Пирмираб, наличие в основании его рудонасыщенных экс-

позивных брекчий (Сулейманов М.О. и др., 2001 г.), характер распределения золоторудных тел в основных рудовмещающих структурах месторождения - позволяют предположить обогащенность золотом корневых частей рудовмещающих структур в брекчиевых образованиях гидротермально измененных вулcano-терригенных пород  $C_{1-2}mb$  (рис. 3). Это может составить до 30% от разведанных запасов месторождения Пирмираб.

В целом целенаправленные поисково-оценочные работы по предлагаемым направлениям позволят, почти наполовину, увеличить минерально-сырьевую базу рудного поля (добытые и прогнозные запасы).

#### Список литературы:

1. Сулейманов М.О., Завьялов Г.Е. Месторождения Чадакского рудного поля. С 212-227. В кн. «Рудные месторождения Узбекистана», Ташкент, 2001

УДК 550

© Харин В.Г. 2006 г.

## МЕЗОЗОЙСКИЕ БУРОЖЕЛЕЗНЯКОВЫЕ РУДЫ ГОР БУКАНТАУ И ВОЗМОЖНОСТИ ИХ ПРИМЕНЕНИЯ

Харин В.Г., ведущий геолог ИМП Госкомгеологии РУз

Бурный рост промышленности и капитального строительства в Республике Узбекистан в последние десятилетия обуславливает необходимость постоянного увеличения выпуска высококачественных сортов портландцементов, являющихся «хлебom промышленности».

В стране действуют несколько мощных цементных заводов. Самым крупным из них является предприятие АО Навоцемент, которое выпускает от 42 до 50% цемента Республики. Сырьевая база предприятия располагается, главным образом, в пределах Навоийской области и требует постоянно расширения.

В число остро необходимых компонентов сырьевой цементной смеси входят железосодержащие «корректирующие добавки», без которых невозможно получение высококачественного цементного клинкера. В настоящее время при производстве цемента железосодержащими материалами, используемыми в качестве корректирующих добавок, являются: пиритовые огарки (60-85% оксидов железа), конверторные шлаки и колошниковая пыль (47-73% оксидов железа), красные шлаки (отходы производства глинозема из бокситов - до 33% оксидов), а также золошлаковые отходы (25% оксидов железа).

Предприятие АО Навоцемент в настоящее

время использует гематитовые породы Чимкурганского и Койташского месторождений Джизакской области. Основным железосодержащим компонентом руд названных объектов является гематит (содержание  $Fe_2O_3$  - от 50 до 80%). Однако запасы железных руд этих месторождений невелики и могут быть быстро исчерпаны при интенсивной добыче.

Поскольку цементные заводы Республики испытывают острый дефицит в железосодержащих добавках, расширение их сырьевой базы и создание альтернативных источников сырья являются весьма насущной и актуальной задачей.

Одним из таких источников могут являться железосодержащие породы, сформировавшиеся в процессе осадконакопления в условиях мелководных морских бассейнов позднеюрского и мелового времени, которые охватывали огромную территорию Центральных Кызылкумов. Наличие столь значительного ареала развития железосодержащих осадочных образований обуславливает необходимость углубленного анализа закономерностей размещения и условий формирования железоруденения на территории Западного Узбекистана и выявления объектов с достаточно благоприятными экономическими условиями, дешевыми способами добычи и обогащения руд.

В процессе проведения исследований в пределах Центральных Кызылкумов были выявлены участки с россыпными и коренными проявлениями железорудной минерализации в юрских и меловых отложениях, имеющие значительные параметры по площади при достаточно высоких содержаниях трехоксида железа.

Результаты проведенных исследований по району гор Букантау положены в основу данной статьи.

Среди выявленных в процессе исследований участков развития бурожелезняковой минерализации в горах Букантау установлены следующие типы руд:

1. Конкреционные бурожелезняковые руды, образующие линзообразные залежи или отдельные конкреционные стяжения в основании разрезов нижнего мела. Данные образования обрамляют возвышенности, сложенные породами палеозойского фундамента. Железорудные стяжения наблюдаются практически на всех участках в подошве меловых отложений, залегающих на корях выветривания пород палеозойского фундамента. Стяжения имеют самые разнообразные формы - шаровидные, яйцевидные, "кораллоподобные", уплощенные. Строевые стяжений - конкреционное, внутренняя их часть нередко сложена песчано-глинистым ядром, вокруг которого образуются концентрические зоны, представленные гетитом, гидрогетитом и гематитом с примесью песчано-глинистого материала. Содержание  $Fe_2O_3$  в них колеблется от 34 до 82% (среднее - 56%).

2. Второй тип железорудных образований - железистые песчаники и гравелиты в верхних горизонтах нижнемеловых отложений или в подошве верхнемеловых красноцветных толщ. Красноцветные отложения верхнего мела достаточно широко распространены в северо-западной части хр. Букантау. Они сложены песчаниками и гравелитами на железистом цементе, чередующимися с рыхлыми песками и глинами. Мощности железозонных горизонтов варьируют в пределах 0,2-0,5 м, они прослеживаются на расстоянии от 1,5-2 до 6-8 км. Форма железорудных тел - линзообразные залежи, реже маломощные горизонты на границе разнородных слоев. Разрезы железозонных отложений на всех участках однотипны и представлены чередованием железистых песчаников, гравелитов и конгломератов с очень слабо окатанной галькой. В горах Букантау этот тип наиболее распространен. Содержание  $Fe_2O_3$  от 18 до 46%.

3. Третий тип - россыпи, подразделяется на два подтипа:

- дефляционные россыпи гетит-гематитовых желваков и конкреций разнообразных форм и размеров, образовавшиеся в результате размыва и "выдувания" песчано-глинистых железосодержащих горизонтов с поверхности, в результате чего

формируются так называемые "стола", на которых скапливаются железистые конкреции - желваки. Дефляционные россыпи железистых желваков образуют покровы толщиной первые см, иногда до первых десятков см. Такие покровы широко распространены вдоль шоссе Учкудук-Кулкудук. Площади развития таких россыпей весьма значительны: от 2-4 км<sup>2</sup>, до 50-60 км<sup>2</sup>. Содержание железа в желваках достигают 45-55%.

- коллювиальные россыпи обломков железистых песчаников, образующихся у подножья небольших возвышенностей и уступов со вскрытыми эрозией коренными обнажениями железистых песчаников, гравелитов и конглобрекций. Россыпи этого типа широко развиты по обеим сторонам автодороги Учкудук-Кулкудук и других участках. Площади россыпей от 0,2 - 0,5 км до 1,5 - 5 км. Содержания  $Fe_2O_3$  в обломках от 25 до 36%.

4. Четвертый тип железозонные коры выветривания пород палеозойского фундамента. На отдельных площадях в северо-западной части гор Букантау и прилегающих равнинных участках распространены железозонные коры выветривания.

Ожелезнены отдельные горизонты тарригенных пород, видимо первично обогащенные железистыми минералами.

Разрез таких участков выглядит как "слоеный пирог" - слои интенсивно ожелезненных пород ( $Fe_2O_3$  - до 63-65%) равномерно чередуются с безрудными горизонтами рассланцованных песчаников и слюдисто-полевошпатовых сланцев.

В результате изучения вещественного состава бурожелезняковых руд установлены их характеристики:

- вещественный состав железных руд всех выделенных типов руд практически одинаков, они сложены агрегатом гетита, гидрогетита, лимонита, реже гематита (и очень редко - псиломелана и магнетита), цементирующим обломки глинистых и песчаных тарригенных пород; в отдельных случаях отмечены следы золота;

- по химическому составу все разновидности бурожелезняковой минерализации (за исключением железозонных кор выветривания) характеризуются высокими содержаниями кремнезема и окисного железа и низкими содержаниями остальных петрогенных окислов;

- содержание элементов-примесей в рудах низкое, в отдельных участках наблюдаются единичные повышенные содержания свинца, цинка, никеля, кобальта и молибдена, концентрации окиси фосфора колеблются от 0,07 до 1%, серы от 0,02 до 1%;

- значения коэффициента основности в бурожелезняковых рудах всех типов колеблется от 0,03 до 0,9 составляя в среднем 0,4; кремниевый модуль имеет максимальные значения в железистых песчаниках и гравелитах (11,8), а в макро конкрециях его средние значения составляют 5,0.

Технологическими испытаниями мезозойских бурожелезняковых руд, выполненных в ИМР Госкомгеологии РУз и НИПИПромтехнологии, определены следующие характеристики:

- основными химическими компонентами руды являются оксиды железа и кремния;
- руды относятся к трудноразмалываемым материалам;
- расчет цементных сырьевых смесей проведен в широком диапазоне характеристик;
- коэффициент насыщения КН от 0,88 до 0,96;
- глиноземный модуль Р - от 0,85 до 1,35;
- содержание руды в качестве корректирующего железистого компонента составляет от 1,5 до 3,8% состава сырьевой смеси.
- процесс спекания и клинкерообразования на сырьевых смесях, содержащих руду, проходит удовлетворительно;

- цементные клинкера характеризуются достаточно полным усвоением оксида кальция и удовлетворительной кристаллизацией.

Таким образом, в результате изучения проявлений бурожелезняковой минерализации в горах Букантау установлено:

- среди проявлений бурожелезнякового оруденения - четыре морфологических типа: конкреционные (участок Оразалы-1), пластовые железистые песчаники и гравелиты (Джускудук, Оразалы-2,3, Бош-Шохо-2), дефляционные и коллювиальные россыпи (Кулкудук-1,2), железоносные коры выветривания (Оразалы-4, Бош-Шохо-1);
- физико-механическими испытаниями цементов, полученных измельчением клинкеров, содержащих бурожелезняковую руду, установлена возможность получения цементов марки 400.

УДК 622

© Сытенков В.Н., Наимова Р.Ш. 2006 г.

## ОБОСНОВАНИЕ МЕТОДИКИ РАСЧЕТА УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСА ОТВАЛА ПОД ДЕЙСТВИЕМ СОСРЕДОТОЧЕННОЙ НАГРУЗКИ

Сытенков В.Н., главный инженер Центрального рудоуправления НГМК, докт. техн. наук, профессор; Наимова Р.Ш., ст. преподаватель ЗОТФ НГИ, канд. техн. наук

За прошедший период по отвалам карьера Муртау накоплен большой объем фактических данных по физико-механическим и деформационным характеристикам пород в отвалах и их основаниях, по особенностям развития процессов деформирования отвалов различного состава на прочном и слабом основании. Существующая документация регламентирует безопасные параметры разгрузочной площадки для автомобилей грузоподъемностью до 75-80 т. Поэтому при грузоподъемности автомобилей в 2 раза и более и, соответственно, их значительной стоимости, возникает задача в определении действительных размеров призмы возможного оползания (рис. 1-3).

Существующие методики расчета [1] безопасных параметров призмы возможного оползания основываются на методах подбора потенциальной поверхности скольжения, поэтому расчет поверхностей скольжения при решении плоской задачи теории упругости, с последующим рассмотрением объемной поверхности разрушения, позволит достоверно вычислить коэффициент устойчивости ( $k_y$ ).

Напряженно-деформированное состояние верхней бровки откоса отвала, где приложена внешняя нагрузка от колеса автомобиля ( $P$ ), рассчитывалось с использованием метода граничных интегральных

уравнений (ГИУ) [2] по схеме, приведенной на рис. 1, при условии, что внутри области, описывающей породный массив, приложены объемные силы тяжести.

Сравнительный анализ напряженного состояния плоской деформации, формирующегося под действием объемных сил тяжести и при воздействии внешней нагрузки выполнен для нормальных  $S_x$ ,  $S_y$  (рис. 2, а, г) и касательного  $t_{xy}$  (рис. 2, д, е) напряжений.

При этом установлено, что изолинии нормального напряжения  $S_y$ , формирующегося под действием силы тяжести, полностью соответствуют гидростатическому распределению, то есть имеют горизонтальное простирание, а величина напряжений плавно возрастает с глубиной.

Нормальные напряжения  $\sigma_x$  из-за влияния откоса превышают  $\sigma_y$  примерно в 10 раз, концентрация  $\sigma_x$  равномерная, но незначительно возрастает в зоне выхода нулевой изолинии касательного напряжения  $\tau_{xy}$  на горизонтальную поверхность откоса отвала (~5 м от кромки откоса при высоте откоса 10 м).

При воздействии внешней вертикальной нагрузки от транспортного или иного оборудования, приложенной на расстоянии  $m$  от кромки откоса на площадке длиной  $l$ , картина распределения напря-

жений в области действия силы резко меняется. Изолинии напряжения  $\sigma_y$ , следуя классической задаче о воздействии единичной силы на полуплоскость, по линии центра приложения силы смещаются к поверхности откоса, и концентрация их значительно возрастает (~ в 10 раз). Концентрация изолиний напряжения  $\sigma_x$  также возрастает по линии приложения вертикальной нагрузки, но незначительно (~ в 1,5÷2,0 раза), а  $\tau_{xy}$  ~ в 10 раз, причем нулевая изолиния  $\tau_{xy}$  смещается вблизи поверхности к вертикальной линии приложения нагрузки.

Функция прочности, полученная аналитически из критерия прочности, описанного в [2], определяется соотношением  $s_x$ ,  $s_y$  и  $t_{xy}$  в каждой точке породного массива.

На рис. 1, б изображены изолинии функции прочности при воздействии на отвал внешней нагрузки, построенной на основе рассчитанных нормальных  $\sigma_{x,y}$  и касательных  $\tau_{xy}$  напряжений:

$$F(s_{xy}, t_{xy}, G) = (s_x + s_y + 2 \cdot C \cdot \text{ctg } j)^2 \cdot \sin^2 j - [(s_x - s_y)^2 + 4t_{xy}^2],$$

где:  $t_{xy}$  – касательные напряжения на площадках скольжения, МПа;

$C$  – сцепление, МПа;

$s_{x,y}$  – составляющие компоненты нормального напряжения на площадках скольжения, МПа;

$j$  – угол внутреннего трения, град.

Концентрация  $t_{xy}$  по линии приложения вертикальной нагрузки создает условия для возникновения трещины отрыва у поверхности в месте, где касательное напряжение меняет знак (рис. 2, е). Затем процесс разрушения распространяется по траектории минимального градиента функции прочности  $F(s_{x,y}, t_{xy}, C, j)$  к поверхности откоса к точке А (рис. 2, а). Траектория аппроксимируется окружностью, центр которой определяется пересечением прямых

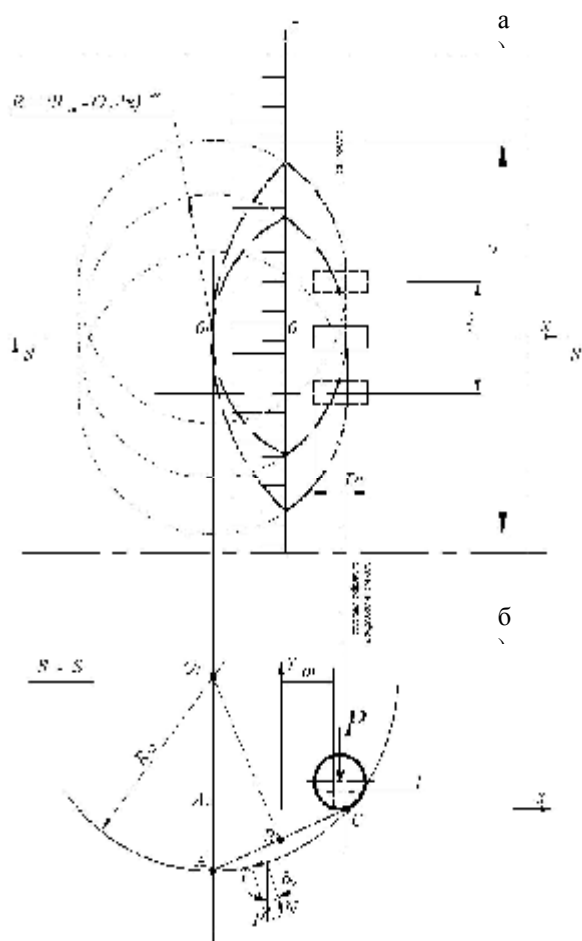


Рис. 1. Расчетная схема функции прочности при взаимодействии системы колеса - порода отвала: а) вид в плане; б) сечение S-S:  $D_k$  – диаметр колеса,  $P$  – нагрузка на ось колеса,  $l$  – длина контакта колеса с отвалом,  $m$  – ширина площадки безопасности,  $a$  – ширина колеи задних колес

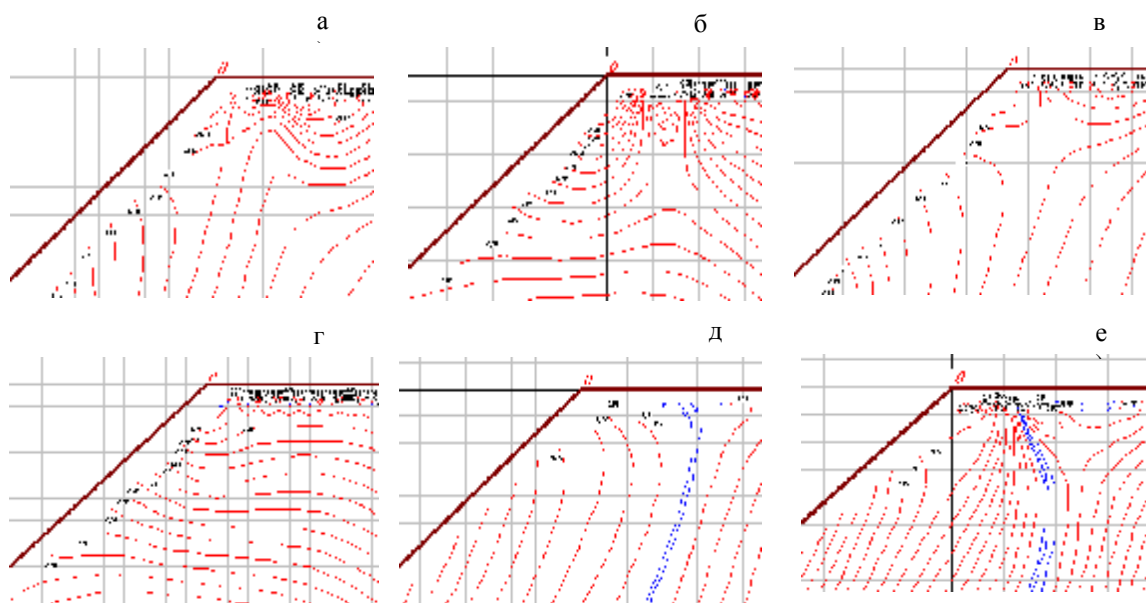


Рис. 2. Нормальные и касательные напряжения, формирующиеся в откосе от воздействия сил тяжести (а, б, д) и при воздействии внешней нагрузки (в, г, е)

О<sub>1</sub>А и О<sub>1</sub>В.

Прямая О<sub>1</sub>А – нормаль к горизонтальной поверхности отвала, проходящая через точку А.

Координаты точки С определяются границей приложения вертикальной нагрузки на поверхность отвеса: С<sub>x</sub> = m+0,5×l; С<sub>y</sub> = 0. Затем из точки В – середины отрезка АС – восстанавливается перпендикуляр до пересечения с прямой О<sub>1</sub>А. Точка пересечения есть центр искомой окружности.

При воздействии на поверхность отвала одного колеса на нем образуется циркообразная трещина, радиус которой равен А<sub>х</sub>С (рис. 1, а). Таким образом

скольжения, наклонной и горизонтальной поверхностями отвала по выражениям:

$$N = g \int_{-R_0}^{-Y_0} \left\{ \int_{\frac{X_0(y+R_0)}{Y_0+R_0}}^{\sqrt{R_0^2-y^2}} j(x,y) \cos(\arcsin \frac{x}{R_0}) dx \right\} dy$$

$$E = g \int_{-R_0}^{-Y_0} \left\{ \int_{\frac{X_0(y+R_0)}{Y_0+R_0}}^{\sqrt{R_0^2-y^2}} j(x,y) \cos(\arcsin \frac{x}{R_0}) dx \right\} dy$$

где X<sub>0</sub>, Y<sub>0</sub> – координаты центра сферы или эллипсоида; R<sub>0</sub> – радиус сферы или эллипсоида в плоскости Z=0;

$j(x,y) = \sqrt{R_0^2 - x^2 - y^2}$  – подынтегральное выражение для сферы и

$j(x,y) = c \cdot \sqrt{1 - \frac{x^2}{R_0^2} - \frac{y^2}{R_0^2}}$  для эллипсоида.

Площадь сегмента сферы или эллипсоида, формирующей поверхность скольжения, равна:

$$S = g \cdot \int_{-R_0}^{-Y_0} \left\{ \int_{\frac{X_0(y+R_0)}{Y_0+R_0}}^{\sqrt{R_0^2-y^2}} y(x,y) dx \right\} dy,$$

где  $y(x,y) = \frac{R_0}{\sqrt{R_0^2 - x^2 - y^2}}$  подынтегральная функция для сферы и для эллипсоида:

$$y(x,y) = c \cdot \sqrt{1 + \frac{c^2 \cdot x^2}{R_0^4(1 - \frac{x^2}{R_0^2} - \frac{y^2}{R_0^2})} + \frac{c^2 \cdot y^2}{R_0^4(1 - \frac{x^2}{R_0^2} - \frac{y^2}{R_0^2})}}$$

Коэффициент устойчивости определяется по потенциальной поверхности скольжения с учетом внешней нагрузки P.

Ниже приведен расчет безопасных параметров разгрузочной площадки для автомобиля CATERPILLAR 789В. Диаметр шины автомобиля 37,00-R57 D<sub>к</sub>=3300 мм; a<sub>з,к</sub>=4622 мм.

По рекомендациям производителя при расчете нагрузки на колесо принято, что 66,4% массы нагруженного автомобиля приходится на заднюю ось. При максимальном весе автомобиля, равном 3114871,2 Н, нагрузка на заднее колесо составляет 1034137 Н, а удельная нагрузка при ширине спаренных задних колес B=2304 мм и длине площадки контакта l = 1,0 м равна q<sub>к</sub>= 0,449 МПа.

На рис. 3 в качестве примера показано изменение взаимоположения изолиний прочно-

m		2	2,5	3	4	5
A <sub>0</sub>		4,06	4,87	4,87	4,87	4,87
K <sub>y</sub>	От колеса	0,474	0,728	0,798	0,948	1,111
	От задней оси	0,469	0,713	0,771	0,898	1,036

формируется поверхность скольжения в форме сферы с центром в точке О<sub>1</sub> и радиусом О<sub>1</sub>А. При воздействии двух колес на поверхность отвала поверхность скольжения формируется в форме вытянутого эллипсоида вдоль оси Z. Наибольшая ось эллипсоида равна: c=2×A<sub>х</sub>D+a<sub>з,к</sub>,

где a<sub>з,к</sub> – ширина колеи задних колес.

Для расчета коэффициента устойчивости на графиках с изолиниями функции прочности определяются координаты точек А и С. По описанному выше алгоритму формируется поверхность скольжения при воздействии одного колеса – по сферической поверхности и при воздействии двух колес – по эллипсоидальной поверхности.

Затем определяются нормальная N и горизонтальная T составляющие сферического или эллипсоидального сегмента, ограниченного поверхностью

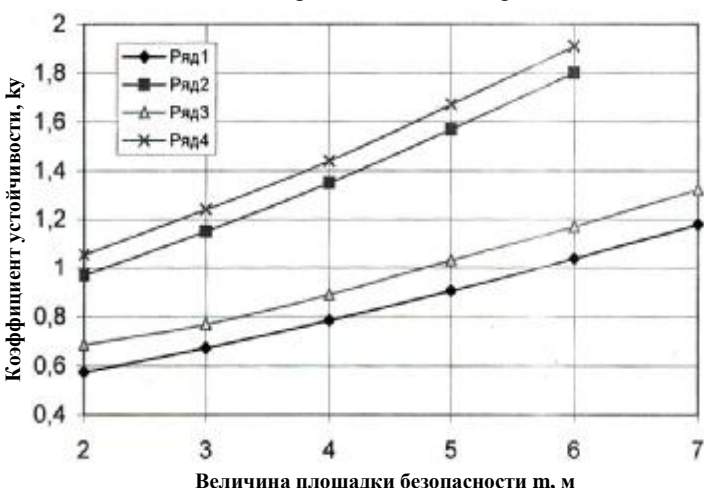


Рис. 3. Зависимость коэффициента устойчивости K<sub>y</sub> от величины площадки безопасности m для автомобиля CATERPILLAR 789В при: 1 – y=0,02 мН, j =27°, C=0; 2 – y=0,02 мН, j =27°, C=0,0242 МПа; 3 – y=0,0256 мН, j =27°, C=0; 4 – y=0,0256 мН, j =27°, C=0,0242 МПа

сти в породном откосе ( $g = 20000 \text{ Н/м}^3$ ,  $C = 0,005 \text{ МПа}$ ,  $\phi = 270$ ,  $a = 380$ ) в зависимости от величины  $m$ .

Сплошной линией показана линия скольжения, проходящая по траектории минимального градиента изолиний функции прочности. Линия скольжения четко прослеживается только при величине  $2 \leq m \leq 4,6$  м. При  $m \geq 5$  м концентрация изолиний функции прочности возрастает в области массива под местом приложения внешней силы, а траектория минимального градиента направлена вглубь массива, то есть откос устойчив.

Расстояние  $A_0$  определяется в зависимости от угла  $\alpha$  и координата  $A_y$  по выражению  $A_0 = A_y / \sin \alpha$  и для различных  $m$  приведено в табл. Далее с использованием полученных выражений определя-

ется коэффициент устойчивости, значение которого больше 1 при  $m \geq 5,0$  м, что и было определено в ходе анализа изолиний функции прочности.

На рис. 3 приведены значения коэффициента устойчивости от величины площадки безопасности  $m$  для возможных условий работы указанного автомобиля при различных плотности и сцепления пород отвала.

Таким образом, учет формирующегося под действием объёмных сил и внешних нагрузок напряженно-деформированного состояния откоса и объёмного фактора позволяют достоверно рассчитывать коэффициент устойчивости и определять безопасные параметры и разгрузочной площадки для автомобилей.

**Список литературы:**

1. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. – М. Недра, 1965, 378 с.
2. Бенерджи П., Баттерфилд Р. Метод граничных элементов в прикладных науках. – М.: Мир, 1984, 494 с.

УДК 622.236.4.(043.3)

© Норов Ю.Д., Уринов Ш.Р. 2006 г.

## ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ ИЗМЕНЕНИЯ УГЛА ВНУТРЕННЕГО ТРЕНИЯ ГРУНТОВОЙ ОБВАЛОВКИ ТРАНШЕЙНЫХ ЗАРЯДОВ ВЫБРОСА

**Норов Ю.Д.**, проректор по научной работе НГГИ, докт. техн. наук; **Уринов Ш.Р.**, старший преподаватель кафедры «Автоматизированное управление и информационные технологии» НГГИ

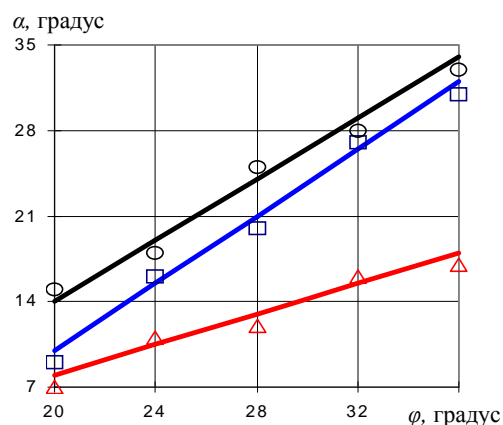
Взрывные работы на выброс широко применяются при строительстве ирригационных сооружений, котлованов, коллекторов, а также при образовании траншей различного рода назначений на открытых горных работах.

В настоящее время отсутствуют закономерности изменения размеров сечения выемки взрывами траншейных зарядов выброса в зависимости от их механических свойств с целью установления эффективных параметров трапецевидной формы грунтовой обваловки.

В связи с этим, нами исследованы закономерности изменения угла внутреннего трения грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса в зависимости от угла естественного откоса. Решение является актуальной задачей, имеющей важное народнохозяйственное значение.

Работа проводилась в соответствии с тематическим планом государственной научно-технической программы Республики Узбекистан А-4-015 «Обоснование и разработка эффективных параметров грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса».

На рис. представлена закономерность изменения угла внутреннего трения грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса в зависимости от угла естественного откоса, абсолютные значения кото-



**Рис.** Закономерность изменения угла внутреннего трения грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса в зависимости от угла естественного откоса грунтового массива: □ – песок; △ - глинистые грунты, ○ – суглинистые грунты

Таблица

Результаты замера угла внутреннего трения, величины сцепления и сопротивления сдвига грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса в зависимости от их угла естественного откоса

№ п/п	Массовая влажность, %	Угол естественного откоса, φ, градус	Величина сдвигающих усилий при различных вертикальных давлениях, кПа				Угол внутреннего трения, α, градус	Величина сцепления в грунте, С, кПа	Величина сопротивления сдвига грунта, τ, кПа
			100	200	300	400			
<b>I Грунт</b>									
1.	0-5	32	68	124	180	-	26	12	81
2.	5-10	34	63	114	165	-	27	12	70
3.	10-15	33	58	104	150	-	26	12	60
4.	15-20	31	53	94	135	-	24	12	51
5.	20-25	28	48	84	120	-	21	12	42
6.	25-30	25	43	74	105	-	17	12	35
7.	30-35	23	38	64	90	-	13	12	29
<b>II Глинистые грунты</b>									
1.	0-5	39	121	168	214	-	19	75	152
2.	5-10	42	114	153	191	-	20	75	135
3.	10-15	41	108	140	173	-	20	75	118
4.	15-20	38	104	133	161	-	18	75	104
5.	20-25	34	100	125	150	-	16	75	92
6.	25-30	30	98	120	143	-	13	75	84
7.	30-35	25	94	114	133	-	11	75	76
<b>III Суглинистые грунты</b>									
1.	0-5	35	118	185	253	320	31	50	175
2.	5-10	37	111	173	234	295	32	50	156
3.	10-15	36	105	160	215	270	31	50	138
4.	15-20	33	100	150	200	250	28	50	125
5.	20-25	30	95	140	185	230	25	50	113
6.	25-30	27	90	130	170	210	22	50	102
7.	30-35	24	84	118	151	185	18	50	92

рых приведены в табл.

Полученные зависимости показали, что с увеличением угла естественного откоса грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса от 20 до 35°С происходит увеличение угла внутреннего трения, соответственно в 1,72 раза для суглинистых грунтов, в 1,8 раза для глинистых грунтов и в 2 раза для песков.

Статистический анализ полученных результатов показывает, что изменение угла внутреннего трения грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса связан линейной зависимостью с углом естественного откоса, которые характеризуются следующими эмпирическими уравнениями:

- для песков:

$$\alpha = 0,8 \varphi - 11,8 \quad (1)$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения, составляет 0,91±0,02;

- для суглинистых грунтов:

$$\alpha = 1,77 \varphi + 6,01 \quad (2)$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения, составляет 0,92±0,03;

- для глинистых грунтов:

$$\alpha = 0,93 \varphi - 6,901 \quad (3)$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения, составляет 0,90±0,02.

**Основные выводы:**

1. Разработана методика комплексного исследования изменение угла внутреннего трения грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса от угла естественного откоса.

2. Установлено, что изменение величины угла внутреннего трения грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса зависят линейной закономерности угла естественного откоса.

# ИЗМЕНЕНИЯ МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ГРУНТОВОЙ ОБВАЛОВКИ ТРАНШЕЙНЫХ ЗАРЯДОВ ВЫБРОСА В ЗАВИСИМОСТИ ОТ МАССОВОЙ ВЛАЖНОСТИ

**Норов Ю.Д.**, проректор по научной работе НГТИ, докт. техн. наук; **Уринов Ш.Р.**, старший преподаватель кафедры «Автоматизированное управление и информационные технологии» НГТИ

Перспектива развития и совершенствование научно-технического прогресса в различных отраслях народного хозяйства стран СНГ связаны с широким внедрением энерго-ресурсосберегающих технологий, к ним в полной мере относятся и взрывные технологии. Например, при проведении на дневной поверхности Земли траншей, удлиненных выемок, котлованов, различного рода назначения более эффективной и оперативной является их взрывная подготовка. Она по всем технико-экономическим показателям выгодно отличается от традиционных технологий с использованием выемочно-погрузочного оборудования.

Вместе с тем, распространение взрывного способа проведения открытых горных выработок в различных грунтах сдерживается недостаточной изученностью закономерностей изменения угла естественного откоса, внутреннего трения и величины сопротивления сдвига грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса в зависимости от массовой влажности грунтового массива.

Решение этих вопросов является актуальным и представляет несомненный научный и практический интерес.

Тема научно-исследовательской работы тесно связана с тематическими планами государственных научно-технических программ Центра по науке и технологии при Кабинете Министров Республики Узбекистан 01.200010483 «Повышение эффективности образования выемок в грунтах взрывами на выброс с помощью траншейных взрывчатых веществ» и А-4-015 «Обоснование и разработка эффективных параметров грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса».

Лабораторные замеры по определению величины угла естественного откоса, внутреннего трения и величины сопротивления сдвига грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса в зависимости от их массовой влажности проводились в период 2002-2005 гг. в лаборатории ГАО «Бухороавтойул» государственного концерна «Узавтойул» (рис. 1-3).

На рис. 1 представлена закономерность изменения угла естественного откоса грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса в зависимости от массовой влажности массива.

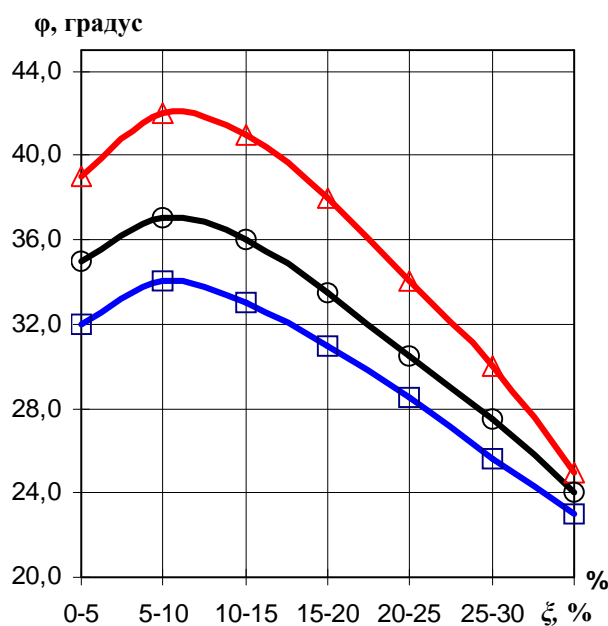
Полученные зависимости показывают, что с увеличением массовой влажности грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса от 0 до 10% происходит увеличение угла естественного откоса, соответ-

ственно в 1,06 раза для песков и суглинистых грунтов; в 1,08 раза для глинистых грунтов.

Полученные зависимости также показывают, что при массовой влажности грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса равной 5-10% величина угла естественного откоса грунтовой обваловки принимает максимальные значения и составляет, соответственно, 34° - для песков; 37° - для суглинистых грунтов и 42° - для глинистых грунтов.

При увеличении массовой влажности грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса более чем на 10% величина угла естественного откоса грунтовой обваловки снижается, соответственно, в 1,03 раза - для песков и суглинистых грунтов; в 1,02 раза - для глинистых грунтов. При массовой влажности грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса равной 35% величина угла естественного откоса грунтовой обваловки снижается, соответственно, в 1,48 раза - для песков; в 1,54 - для суглинистых грунтов и в 1,68 - для глинистых грунтов.

Таким образом, исследованиями установлена обобщающая закономерность изменения угла естест-



**Рис. 1.** Закономерность изменения угла естественного откоса грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса в зависимости от массовой влажности:

□ – песок; Δ - глинистые грунты, ○ – суглинистые грунты

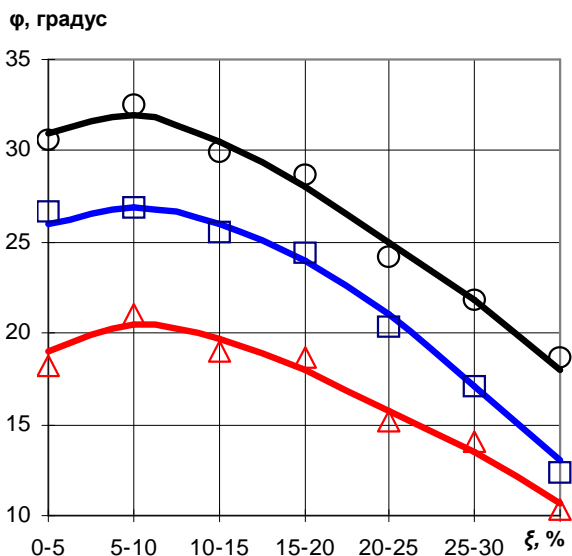


Рис. 2. Закономерность изменения угла внутреннего трения грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса в зависимости от массовой влажности: □ – песок; △ - глинистые грунты; ○ – суглинистые грунты

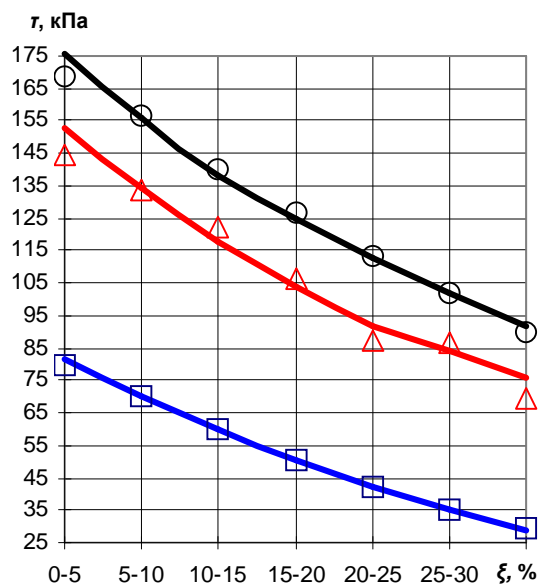


Рис. 3. Закономерность изменения величины сопротивления сдвига грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса в зависимости от массовой влажности: □ – песок; △ - глинистые грунты, ○ – суглинистые грунты

венного откоса грунтовой обваловки параболического типа с показателем 2 в зависимости от их массовой влажности, обеспечивающая максимальный эффект траншейных зарядов выброса.

Статистический анализ полученных результатов показывает, что изменение угла естественного откоса грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса в зависимости от массовой влажности массива характеризуется следующими эмпирическими уравнениями:

- для песков:

$$\varphi = -0,015 \cdot \xi^2 + 0,15 \cdot \xi + 33 \quad (1)$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет  $0,86 \pm 0,015$ ;

- для суглинистых грунтов:

$$\varphi = -0,027 \cdot \xi^2 + 0,42 \cdot \xi + 39 \quad (2)$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет  $0,85 \pm 0,025$ ;

- для глинистых грунтов:

$$\varphi = -0,016 \cdot \xi^2 + 0,14 \cdot \xi + 36 \quad (3)$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет  $0,87 \pm 0,01$ .

На рис. 2 представлена закономерность изменения угла внутреннего трения грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса в зависимости от массовой влажности массива.

Полученные зависимости показывают, что с увеличением массовой влажности грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса от 0 до 10%, происходит увеличение угла внутреннего трения в 1,05 раза для песков, суглинистых и глинистых грунтов.

Полученные зависимости также показывают, что при массовой влажности грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса равной 5-10%, величина угла внутреннего трения грунтовой обваловки принимает максимальные значения и составляет, соответственно,  $21^\circ$  - для глинистых грунтов;  $26^\circ$  - для песков и  $33^\circ$  - для суглинистых грунтов.

При увеличении массовой влажности грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса более 10% величина угла внутреннего трения грунтовой обваловки снижается в 1,06 раза для всех исследованных типов.

Дальнейшее увеличение массовой влажности грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса равной 35% сопровождается снижением величины угла внутреннего трения грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса, соответственно, в 1,78 раза - для суглинистых грунтов; в 1,82 раза - для глинистых грунтов и в 2,1 раза - для песков.

Статистический анализ полученных результатов показывает, что изменение угла внутреннего трения грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса характеризуется параболической зависимостью от массовой влажности, которая выражается следующими эмпирическими уравнениями:

- для песков:

$$\alpha = -0,02 \cdot \xi^2 + 0,235 \cdot \xi + 26 \quad (4)$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет  $0,91 \pm 0,02$ ;

- для суглинистых грунтов:

$$\alpha = -0,014 \cdot \xi^2 + 0,2 \cdot \xi + 19 \quad (5)$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет  $0,92 \pm 0,03$ ;

- для глинистых грунтов:

$$\alpha = -0,016 \cdot \xi^2 + 0,1 \cdot \xi + 32 \quad (6)$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет  $0,90 \pm 0,015$ .

На рис. 3 представлена закономерность изменения величины сопротивления сдвига грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса в зависимости от массовой влажности массива.

Полученные зависимости показывают, что с увеличением массовой влажности грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса от 0 до 35% происходит уменьшение их сопротивления сдвига, соответственно, в 1,9 раза - для суглинистых грунтов, в 2 раза - для глинистых грунтов и 2,8 раза - для песков.

Статистический анализ полученных результатов показывает, что изменение величины сопротивления сдвига грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса изменяется по параболическому закону от их массовой влажности, которая характеризуется следующими эмпирическими уравнениями:

- для песков:

$$\tau = 0,026 \cdot \xi^2 - 2,65 \cdot \xi + 89 \quad (7)$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет  $0,91 \pm 0,02$ ;

- для суглинистых грунтов:

$$\tau = 0,057 \cdot \xi^2 - 4,5 \cdot \xi + 165 \quad (8)$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет  $0,92 \pm 0,03$ ;

- для глинистых грунтов:

$$\tau = 0,052 \cdot \xi^2 - 4,5 \cdot \xi + 187 \quad (9)$$

Коэффициент корреляции для данного уравнения составляет  $0,90 \pm 0,015$ .

#### Основные выводы:

1. Разработана методика комплексного исследования изменения угла естественного откоса, внутреннего трения и величины сопротивления сдвига грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса в зависимости от массовой влажности грунтового массива.

2. Впервые установлена обобщающая закономерность параболического типа, характеризующая изменения угла естественного откоса, внутреннего трения и величины сопротивления сдвига грунтовой обваловки траншейных зарядов выброса в зависимости от массовой влажности.

УДК 622.34.013.364.3

© Жиянов Ю.А., Рахимджанов А.А., Кудинов А.А. 2006 г.

## К ВОПРОСУ ПОЛНОТЫ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ ИЗ ТОНКИХ КРУТОПАДАЮЩИХ РУДНЫХ ТЕЛ

Жиянов Ю.А., начальник группы НИО O'zGEOTEXLITI; Рахимджанов А.А., заместитель ГИП а O'zGEOTEXLITI; Кудинов А.А., горный инженер НИО O'zGEOTEXLITI, магистр

Одной из важных задач горных предприятий является отработка месторождений с минимальными потерями и разубоживанием добытой руды с целью обеспечения наиболее полного извлечения запасов из недр. Проблема рационального использования недр охватывает широкий круг вопросов технологии горного производства.

Нами рассмотрено влияние точности направленного бурения взрывных скважин на величину потерь неотбитой руды в блоке и разубоживания при отбойке руды глубокими скважинами.

Практика отработки рудных месторождений свидетельствует о том, что для отбойки руды используют горизонтальные или вертикальные взрывные скважины, пробуренные параллельно друг другу или с веерообразным расположением.

#### 1. Расчет потерь неотбитой руды при отбойке горизонтальными скважинами

Бурение горизонтальных скважин осуществляется из буровых камер, пройденных на границах блока или из кабины КПВ (комплекс проходки вос-

стающих). Здесь отсутствуют пункты маркшейдерского обоснования, поэтому створы направления бурения взрывных скважин выносятся в натуру с использованием подвесной буссоли.

Опыт выноса створов взрывных скважин в натуру с использованием подвесной буссоли на руднике Алтын-Топкан при личном участии авторов показал, что фактическое отклонение заданного створа от проектного колеблется в зависимости от присутствия магнитных предметов, электрических кабелей и электромагнитных полей, в пределах  $\pm 9^\circ\text{C}$ . Поэтому для обеспечения полноты извлечения необходимо проводить оперативное опробование пробуренных скважин и, в случае необходимости, бурить дополнительные скважины.

При отработке тонких крутопадающих золоторудных тел, отбойка руды горизонтальными скважинами нецелесообразна, так как отсутствуют способы оперативного опробования скважин.

Отклонение фактического положения взрывных скважин, заданных при помощи буссоли от проек-



Рис. 1. График зависимости потерь неотбитой руды от глубины горизонтальных скважин

$$\alpha = 0,81 \cdot 3 = 2,4^\circ$$

Средний объем неотбитой руды из-за отклонения одной скважины составит:

$$T_i = \frac{1}{2} l \cdot \sin \alpha \cdot l \cdot W = \frac{1}{2} l^2 \cdot \sin \alpha W,$$

где  $T_i$  – средний объем неотбитой руды при отклонении одной скважины,  $m^3$ ;

$\alpha$  – средневзвешенный угол отклонения скважины, градус;

$l$  – глубина скважины, м;

$W$  – линия наименьшего сопротивления, м.

Количество рядов горизонтальных скважин по высоте блока с учетом нижней подсежки определяется по формуле:

$$m = (H - h_n) : W$$

Общее количество скважин в блоке, отклоненных в сторону руды на контуре рудного тела с учетом того, что в сторону руды отклоняется половина скважин, равно:

$$n_{co} = H : W$$

Общий объем неотбитой руды в блоке за счет отклонения скважин, заданных буссолью, определится по формуле:

$$T_n = \frac{1}{2} l^2 \cdot \sin \alpha \cdot W \cdot n_{co}$$

Расчет объемов потерь неотбитой руды при различной глубине горизонтальных скважин приведен в табл. 1, а характер зависимости потерь неотбитой руды от глубины бурения взрывных скважин показан на графике (рис. 1).

## 2. Расчет потерь неотбитой руды при отбойке вертикальными скважинами

Бурение вертикальных или близких к вертикали скважин осуществляется с буровых горизонтов или подэтажных штреков.

Направленность бурения осуществляется установкой станка с помощью горного компаса или полукруга с отвесом. Точность установки составит 1,5-2°. Полнота выемки регулируется глубиной бурения скважин, которая в свою очередь определяется расстоянием по высоте между подэтажными штреками или буровыми горизонтами.

Расчет объемов потерь неотбитой руды при использовании вертикальных, взрывных скважин, выполненный по описанной выше методике приведен в табл. 2.

В качестве исходных данных для расчетов было принято:

$h$  – глубина бурения скважин: 5, 10, 15, 20, 25 м;

Потери неотбитой руды в блоке

Таблица 1

Показатели	Обозначения	Длина скважин, м				
		5	10	15	20	25
Исходные данные						
Высота блока	H; м	54	54	54	54	54
Длина по простиранию	L; м	25	25	25	25	25
Линия наименьшего сопротивления	W; м	2	2	2	2	2
Мощность рудного тела	m; м	2	2	2	2	2
Средний угол отклонения скважины	$\alpha$ ; град.	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4
Количество скважин отклоненных в руду	ед.	13	13	13	13	13
Объем неотбитых потерь, $T_n = l^2 \cdot \sin \alpha \cdot n$	$T_n$ ; $m^3$	27,3	109,0	245,3	436,0	681,3
Объем товарной руды	$m^3$	540	1080	1620	2160	2700
Потери неотбитой руды	%	5,0	10,1	15,2	20,2	25,3

ного створа, подчиняется закону нормального распределения, поэтому средний угол отклонения приближается к нулю, а количество скважин, имеющих отклонение в сторону руды или породы при большом количестве скважин, одинаково.

В соответствии с законом нормального распределения количество скважин, по мере увеличения угла отклонения от проектного створа, носит убывающий характер. Известно, что при малой выборке вероятность отклонения скважин на предельный угол равен  $3\sigma$  (где  $\sigma$  – среднее квадратическое отклонение отдельной скважины от проектного створа), составляет 1%. Для других углов отклонений выраженных в долях среднее квадратической ошибки ( $\sigma$ ) вероятность количества скважин составляет [1]:  $3\sigma$ -1%;  $1,9\sigma$ -5%;  $1,41\sigma$ -10%;  $1,12\sigma$ -15%;  $0,5\sigma$ -77%.

В нашем случае величина  $3\sigma$  равна предельной ошибке вынесения створа скважины в натуру висячей буссолью, то есть  $3\sigma = 9^\circ C$ ;  $\sigma = 3^\circ C$ .

Если указанные вероятности использовать в качестве весовых характеристик, то можно вычислить средневзвешенное угловое отклонение скважины от проектного створа.

$$\alpha_{cp} = \frac{2,45\sigma \cdot 3 + 1,66\sigma \cdot 75 + 1,26\sigma \cdot 12,5 + 0,81\sigma \cdot 46 + 0,85\sigma \cdot 31}{3 + 1,5 + 12,5 + 46 + 31} = 0,81\sigma$$

$\alpha_{\max} = 3,0$  – максимальное отклонение скважины от проектного створа,  $\alpha_{\max} = 1,5^\circ$ ;

$\alpha_{\text{ср}}$  – средневзвешенное отклонение скважин от проектного створа.,  $\alpha_{\text{ср}} = 0,814\sigma = 0,814 \frac{\alpha_{\max}}{3} = \frac{0,814 \cdot 1,5}{3} = 0,4$

W – линия наименьшего сопротивления (расстояние между рядами скважин, W=2 м);

$n_{\text{ос}}$  – количество отклоненных скважин по простиранию блока,

$$n_{\text{ос}} = L_{\text{бл}} \cdot W$$

где  $L_{\text{бл}}$  – длина блока по простиранию;

$V_{\text{б}}$  – объем балансовой руды в подэтаже блока,

$$V_{\text{б}} = L_{\text{бл}} \cdot m \cdot n.$$

Расчеты потерь неотбитой руды выполнены по той же методике, которая была использована при расчетах потерь при горизонтальных скважинах.

Результаты расчета приведены в табл. 2.

График зависимости величины неотбитых потерь от глубины взрывных вертикальных скважин показан на рис. 2.

Анализ распределения неотбитых потерь в зависимости от направления и глубины взрывных скважин свидетельствует о том, что предпочтение следует отдать системам с вертикальным бурением скважин. При применении вертикальных скважин глубиной 12 м величина неотбитых потерь составляет 2% от балансовых запасов.

### 3. Система разработки подэтажными штреками

Для условий рудника Зармитан наиболее предпочтительной по этим условиям является система с подэтажной выемкой с открытым выработанным пространством, которое поддерживается до полного выпуска отбитой руды, а затем заполняется закладкой: сухой или твердеющей. Для уменьшения затрат на закладку очистного пространства нами предполагается система разработки с искусственной потолочиной, суть, которой заключается в следующем:

Высоту и длину блоков принимают равными 60 м. Блоковые восстающие проходят сразу на всю высоту в два отделения: породное для спуска руды и лестничное. Параллельно проходят дучки, которые сбивают с восстающими через 10 м. Из восстающих проходят по руде подэтажные штреки сечением 2,5x1,8 м.

Высоту подэтажа принимают равной 22 м. По мере проходки подэтажных штреков проводят опробование рудных тел. При раздувах рудных тел проводят поперечные заходки для определения границы оруденения.

На уровне горизонта откатки оформляется плоское днище, которое одновременно является нижней

Таблица 2

Потери при отбойке вертикальными скважинами

	Обозначение	Глубина скважин, м				
		5	10	15	20	25
Исходные данные						
Линия наименьшего сопротивления	W, м	2	2	2	2	2
Мощность рудного тела	m, м	2	2	2	2	2
Средневзвешенный угол отклонен. скважин	$\alpha$ , град.	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4
Количество скважин отклоненных в сторону руды	ед.	27	27	27	27	27
Объем неотбитых потерь $T_{\text{п}} = \frac{1}{2} l^2 \sin l \cdot n$	м <sup>3</sup>	4,6	18,9	41,3	73,4	114,6
Потери неотбитой руды	%	0,85	1,75	2,55	3,42	4,22

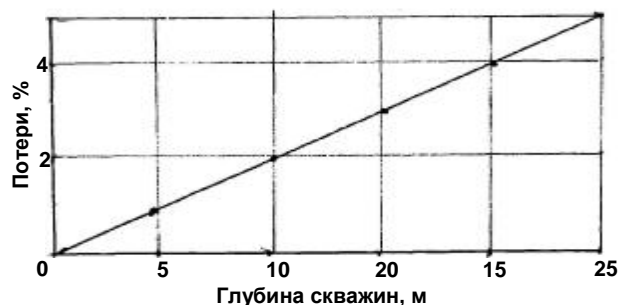


Рис. 2. График зависимости потерь неотбитой руды от глубины вертикальных скважин

подсечкой блока и камерой для бурения взрывных скважин.

Выпуск отбитой руды производится через заезды, пройденные с откаточной выработки, параллельно через 7 м между осями заездов. Сечение заездов выбирается в зависимости от типа погрузочно-доставочной машины.

После проведения подэтажных штреков, их опробования и оконтуривания рудного тела производится бурение взрывных скважин. Углы наклона каждой скважины задаются в соответствии с углом наклона рудоносной жилы и контролируются службой геолого-маркшейдерского надзора с особой тщательностью. Как показали исследования, при такой длине отклонение скважин от заданного направления практически отсутствует.

Первичное взрывание скважин осуществляется на компенсационное пространство нижней подсечки. Отрезной щелью является дучка, пройденная параллельно блоковому восстающему.

Для последующих взрывов компенсационное пространство образуется путем частичного выпуска отбитой руды.

После взрывания скважин верхнего подэтажного штрека выпуск руды должен проходить с наибольшей интенсивностью. Это необходимо для умень-

Объемы работ

Таблица 3

Наименование выработки	Количество	Сечение, м <sup>2</sup>	Длина, м	Объем, м <sup>3</sup>
1 Блоковый восстающий	2	2,5	57	285
2 Отрезная дучка	2	1,4	56	157
3 Подэтажный штрек	2	4,5	57,5	517
4 Нижняя подсечка	1	8	51,5	412
5 Погрузочные заезды	8	8	10	640
Объем нарезных работ				2011
В том числе попутная добыча				1371
Объем отбитой руды		112	51,5	5560

Потери и разубоживание по блоку

Таблица 4

Наименование операции	Объем руды, м <sup>3</sup>	Потери, %	Разубоживание, %
Проведение нарезных выработок по руде	1370	1	2
Отбойка руды в блоке скважинами и выпуск руды	5200	2	3
Погашение межблокового целика	630	39	50
Среднее по блоку	7200	4,76	6,56

шения разубоживания руды за счет осыпания стенок камеры выше уровня залегания отбитой руды.

Практика применения камерных систем с магзинированием руды свидетельствует о том, что отбитая руда препятствует осыпанию породы со стенок камеры.

При незаполненной камере процесс осыпания начинается, когда высота открытой поверхности стенок превышает 8-16 м. Процесс осыпания интенсифицируется во времени, достигая своего пика через 1,5-2,0 месяца. Поэтому для уменьшения разубоживания желательнее выдать отбитую руду из блока как можно быстрее. При размерах блока 60x60 м и мощности рудного тела около 2 м объем отбитой руды в блоке с учетом объемного разрыхления составит около 15 тыс. т. Этот объем может быть выпущен из блока в течение 1 месяца с минимальным разубоживанием руды.

После выпуска всей руды из блока в заездах возводятся перемычки, и создается искусственная потолочина из твердеющей закладки толщиной 3-4 м с нормативной прочностью 1 МПа. Здесь нет необходимости повышать нормативную прочность закладки, так как обрушенные породы при небольшой мощности удерживаются силами сцепления стенками блока.

После набора нормативной прочности искусственной потолочины из твердеющей закладки производят закладку без цементной смеси или взрывание искусственной потолочины вышележащего блока, после чего обрушенные породы под дей-

ствием силы тяжести заполняют очистное пространство отработанного блока.

Объем нарезных работ 36% (табл.3).

#### 4. Расчет потери разубоживания при разработке блока

Потери неотбитой руды в блоке образуются при отклонении взрывных скважин от заданного направления или отказа при проведении взрывных работ.

Потери отбитой руды в блоке образуются:

- за счет оставления на нижней подсечке «гребешков» между заездами;

- за счет оставления отбитой руды на почве нижней подсечки.

В дальнейшем часть руды оставленной в «гребешках» и на почве нижней подсечки обрушается в очистное пространство нижнего блока, а некоторая часть отбитой руды «прилипает» к твердеющей закладке и безвозвратно теряется.

Разубоживание при отбойке образуется за счет прирезки разубоживающих пород.

Разубоживание при выпуске отбитой руды образуется за счет осыпания стенок камеры и частичного осыпания искусственной потолочины из твердеющей закладки под влиянием перебура взрывных скважин. Практика показывает, что при ускоренном выпуске руды (в течение 1 месяца) разубоживание руды за счет осыпания стенок камеры можно свести к минимуму.

Наибольшие потери и разубоживание будут иметь место при погашении между блоковых целиков при отбойке руды в зажиме на всю высоту блока. Исследования [1] свидетельствуют о том, что в системе этажного обрушения отбойной руды в зажатой среде на шахтах Тырнаузского молибденового комбината фактические потери и разубоживание составили, соответственно, 39% и 50%.

Средневзвешенные значения потерь и разубоживания по блоку приведены в табл. 4.

Предлагаемая система разработки с искусственной потолочиной разработана нами специально для подземной разработки на руднике Зармитан. Она объединяет достоинства системы с закладкой твердеющими смесями, позволяющими производить выпуск руды с минимальным разубоживанием и камерные системы разработки с обрушением кровли, что позволяет существенно снизить затраты на твердеющую закладку в 6-7 раз.

При проходке скатов можно после возведения потолочины складировать в очистной блок породу от проходки выработок.

#### Список литературы:

- ГОСТ 20522-96 Грунты. Методы статистической обработки результатов испытаний, 1996.

# КЛАССИФИКАЦИЯ СПОСОБОВ НАРЕЗКИ БЛОКОВ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ЖИЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Лобанов В.С., начальник лаборатории ГР O'zGEOTEKHLITI; Мухитдинов А.Т., инженер лаборатории ГР O'zGEOTEKHLITI; Киселенко А.С., ведущий инженер лаборатории ГР O'zGEOTEKHLITI; Оруджов У.С., заместитель технического директора ОАО «Алмалыкский ГМК»; Идрисов С.С., главный горняк ОАО «Алмалыкский ГМК»

Повышение эффективности разработки полезных ископаемых, в том числе и жильных месторождений, не может быть успешно осуществлено без комплексного подхода к решению этой проблемы. При этом особое внимание необходимо отводить повышению эффективности способов подготовки – нарезки выработок блока и его днища, на долю которых приходится до 25-40% всех затрат труда по системе.

Исследованию задач, направленных на повышение эффективности способов проходки подготовительных и нарезных выработок блока при эксплуатации жильных месторождений, посвящены работы многих исследователей. В этих работах отмечается, что характерной особенностью разработки жильных

месторождений, представленных, как правило, сложными маломощными рудными телами, является применение систем разработки, требующих большого объема подготовительно-нарезных работ, приходящегося на единицу балансовых запасов блоков. Многообразие условий залегания жильных месторождений обуславливает и большое число используемых способов нарезки блоков [1, 2, 3].

Детальное изучение условий применения, сравнительная оценка, правильный выбор и совершенствование способов нарезки очистных блоков при разработке жильных месторождений могут быть значительно упрощены при наличии классификации этих способов по их наиболее важным признакам (табл.).

Классификация способов нарезки блоков

Таблица

Группа	Подгруппа	Вариант	Схематическое изображение	Область применения
I. Без специальных выработок вторичного дробления	А. Без под-держания нижней части блока целиками	1.Отрезной лентой а) в кровле откаточной выработки		Разработка жильных месторождений с устойчивыми вмещающими породами. Недостатки: резко ослабляется днище, значительный расход леса.
		б) в борту откаточной выработки		Устойчивые вмещающие породы, применяется при разработке фланговых участков рудных тел, когда выпуск руды на штрек не мешает транспортированию руды, рудное тело имеет выдержанное залегание по простиранию.
		в) в почве верхней откаточной выработки		Разработка крутопадающих жил, при ценной руде и неустойчивых вмещающих породах, с нисходящей выемкой.
		2.Отрезным штреком на уровне откаточной выработки		Распространен на ряде рудников из-за быстрой подготовки к очистной выемке и использования самоходного оборудования при выпуске руды.
	3.Отрезным восстающим		Применяют при выемке наклонных и пологопадающих рудных тел с устойчивыми вмещающими породами. Отрезной восстающий проходят на фланге блока, от которого в отступающем порядке развивается очистная выемка.	
	Б.С оставлением в нижней части блока целиков	1.Выпускными воронками в надштрековом целике		Распространен при разработке рудных тел с неустойчивыми вмещающими породами и для снижения расхода леса.
		2.Отрезным штреком: а) выше кровли откаточной выработки;		Распространен при системе разработки горизонтальными слоями с закладкой для снижения потерь и разубоживания руды, применяется восходящий порядок выемки.

Классификация способов нарезки блоков

Группа	Подгруппа	Вариант	Схематическое изображение	Область применения
I. Без специальных выработок вторичного дробления	Б. С оставлением в нижней части блока целиков	б) под целиком верхней откаточной выработки;		Применяется при системах разработки с нисходящей выемкой, с креплением и закладкой выработанного пространства подрываемыми вмещающими породами, когда породы неустойчивы и не допускают обнажение на высоту двух слоев.
		в) над дучками		Распространен при системах разработки с отдельной выемкой руды, горизонтальными слоями с закладкой и сплошной системе с креплением и закладкой.
		3. Отрезным восстающим из нижней откаточной выработки (вариант нарезки поэтажными штреками).		Способ допускает отбойку жилы с минимальным разубоживанием, позволяет оставлять непромышленные участки руды. Очистные работы в блоке могут развиваться в двух направлениях: по падению и по простиранию.
	В. С возведением искусственных целиков в нижней части блока	1. Отрезной лентой в кровле откаточного штрека и крыльчатыми скатами		Разработка крутопадающих рудных тел с неустойчивыми вмещающими породами и высоким содержанием полезного компонента в жиле. Искусственные целики сооружают из леса или бетона.
		2. Отрезным восстающим и кострами или бутовыми полосами в борту откаточного штрека		То же, пологопадающих рудных тел. Целики возводятся из леса в виде костров или из породной кладки на цементном растворе.
	II. С выработками вторичного дробления	А. Без поддержания нижней части блока целиками	1. Камерами грохочения в кровле откаточной выработки и выпуском руды через окна	
Б. С оставлением в нижней части блока рудных целиков			1. Камерами грохочения выше кровли откаточной выработки с выпуском руды через: а) выпускные окна; б) выпускные воронки	
		2. Горизонтом скрепления выше кровли откаточной выработки с выпуском руды через: а) выпускные окна; б) выпускные воронки; в) крыльчатые скаты		Способ нарезки блока отличается большим объемом трудоемких нарезных работ, при разработке ценных неустойчивых руд в кровле штрека скрепления сооружают искусственные целики.
		3. Камерами грохочения в кровле откаточной выработки с выпуском руды через воронки		
В. С возведением искусственных целиков в нижней части блока		1. Камерами грохочения в кровле откаточной выработки с выпуском руды через крыльчатые скаты		Способ нарезки применяют с целью снижения потерь руды в надштрековых целиках при разработке богатых руд, отличается большой трудоемкостью.

Попытки ряда авторов создать такую классификацию не увенчались успехом, они скорее являются группировками нарезных работ, составленных для определенных систем разработки. Примерами таких

работ могут служить классификации, предложенные Ляховым А.И., Никаноровым В.А. и Тарасюком О.П.. В силу ограниченных объемов статьи мы не будем останавливаться на недостатках, прису-

щим этим работам. Классификация, предложенная Назарчиком А.Ф. и Тедеевым М.Н., охватывает все основные способы нарезки, применяемые в практике, как при выемке крутых, так и пологопадающих жильных месторождений.

В основу разделения способов нарезки на группы принят единый признак – наличие или отсутствие специальных выработок вторичного дробления. По этому признаку все способы нарезки разделены на две группы:

- без специальных выработок вторичного дробления;
- с выработками вторичного дробления.

Вторым, не менее важным признаком, положенным в основу предлагаемой классификации при разделении групп на подгруппы, является способ поддержания днища блока, так как этот признак оказывает существенное влияние на конструктивные особенности нарезных выработок.

Способы и средства поддержания днища блока, применяемые при разработке жильных месторождений, имеют целью обеспечить удобные и безопасные условия выпуска, доставки и погрузки отбитой руды.

По способу поддержания днища блока каждая группа подразделяется на следующие три подгруппы:

- без поддержания нижней части блока целиками

(бесцеликовая нарезка);

- с оставлением рудных целиков в нижней части блока;
- с возведением искусственных целиков в нижней части блока.

В зависимости от расположения основных нарезных выработок по отношению к откаточным выработкам (в кровле, выше кровли, в борту откаточного штрека и т.д.) каждая подгруппа разделяется на варианты.

Наименование различных вариантов нарезки (табл.) дается в зависимости от назначения основной нарезной выработки (выпускными воронками, отрезным штреком, отрезным восстающим).

Данная классификация отличается простотой, в ней использована терминология с ясными понятиями [1].

Для практического использования авторы статьи объединили в единой таблице описание нарезки блоков с их схематическими изображениями.

В силу указанных особенностей предлагаемая классификация позволяет наглядно не только систематизировать множество различных вариантов нарезных работ, существующих в настоящее время, но и при необходимости видоизменять ее в свете технического перевооружения горных предприятий Республики Узбекистан.

#### Список литературы:

1. Назарчик А.Ф. «Исследование эффективности разработки жильных месторождений» Изд-во «Наука» Москва, 1972.
2. Рафиенко Д.И., Назарчик А.Ф., Гальченко Ю.П., Мамсуров Л.А. «Совершенствование разработки жильных месторождений» М.: «Наука», 1986.
3. Байконуров О.А., Рыков А.Т. «Совершенствование днищ блоков на рудниках», М.: «Недра», 1977.

УДК 620

© Федянин С.Н. 2006 г.

## ВЫБОР АЛГОРИТМОВ РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ СОРТИРОВКИ И СЕПАРАЦИИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ КОКПАТАС

Федянин С.Н., зам. главного геофизика НГМК, канд. техн. наук

Для рентабельной переработки золотосодержащих руд месторождения Кокпатас требуется поставлять на завод (ГМЗ-3) руду с содержанием золота не менее 3,5 г/т. Эта задача решается управле-

нием качества руд в потоке добычи. Она реализуется сортировкой крупных порций горнорудной массы с помощью рентгенорадиометрического опробования автосамосвалов на рудоконтрольной станции

Таблица 1

	ГАА	PPM, имп./10сек				
	Au, г/т	«ICa»	«IFe»	«IAS»	«ILf»	«IRs»
	TK1 (300 кусков)					
среднее	0,503	6844	57378	18007	26293	43097
ст. откл.	1,281	2078	21328	15895	3492	5436
вариация, %	255	30,4	37,2	88,3	13,3	12,6
	TK2 (300 кусков)					
среднее	1,923	5825	64493	46413	24267	38702
ст. откл.	2,605	1640	19604	27609	2484	4422
вариация, %	135	28,2	30,4	59,5	10,2	11,4
	TK3 (300 кусков)					
среднее	0,373	6332	67737	24989	25732	42324
ст. откл.	0,871	1154	18492	21885	2410	4423
вариация, %	234	18,2	27,3	87,6	9,4	10,4
	Всего (900 кусков)					
среднее	0,938	6310	62952	29717	25325	41202
ст. откл.	1,880	1751	20539	25324	3355	5749
вариация, %	200	27,7	32,6	85,2	13,2	14,0

(PKC-A) с последующей по кусковой и мелкопорционной сепарацией балансовых руд на Опытном-промышленном рудо-сепарационном комплексе (ОПРСК).

В этой связи необходимо найти оптимальные, из числа возможных, алгоритмы порционной сортировки продуктов добычи, а также пороговое значе-

руд этого участка с помощью рентгенометрического (PPM) опробования из порций отобраны три технологические коллекции (TK) кусков по 300 штук каждая класса крупности «+50-75мм».

Куски были подвергнуты гамма-активационному анализу (ГАА) на золото в ЦЛ ГАА и рентгенометрическим промерам на лабораторной установке, установленной на ОПРСК.

Статистический анализ результатов измерений, проведенный с целью выявления закономерных связей между содержанием золота (ГАА) в кусках горнорудной массы и числом импульсов, регистрируемых от этих кусков в заданных пяти интервалах энергии спектра рентгеновского излучения (PPM), показал следующее (табл. 1).

Согласно табл. 1, статистические выборки в целом (900 кусков) и по технологическим коллекциям TK1 ( $Au=0,50 \text{ г/т}$ ) и TK3 ( $Au=0,37 \text{ г/т}$ ) характеризуются (по классификации Пухальского Л.Ч.) **особо контрастным** распределением золота (вариация превышает 200%), а коллекция TK2 ( $Au=1,92 \text{ г/т}$ ) **контрастным** его распределением (вариация равна 135%).

Вместе с тем все три коллекции крайне однородные по излучению, регистрируемому в каналах «ILf» и «IRs» (вариация менее 15%), не контрастные по кальцию и железу (вариация в каналах «ICa»,

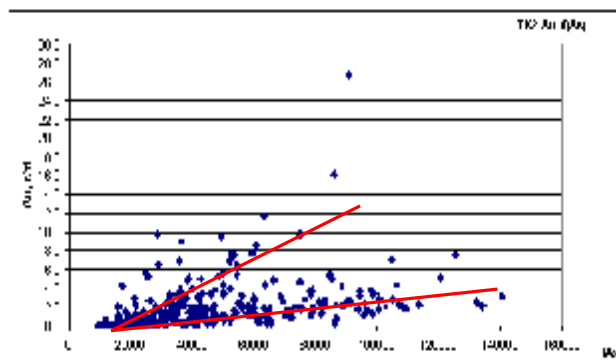


Рис. 1. Гистограмма  $Au=f(IAS)$  по TK2

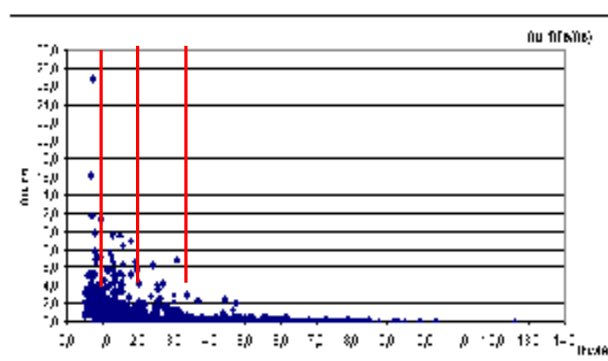


Рис. 2. Гистограмма  $Au=f(Fe/As)$  по TK2

ние содержания золота в руде, свыше которого в технологической цепи горного производства «карьер – PKC – ОПРСК – продукты обогащения» может быть выделен концентрат (товарная руда) с содержанием золота не менее 3,5 г/т.

Решение данной задачи рассмотрим на конкретном примере исследования руд участка Придорожный (табл. 1-5, рис. 1-3).

В рамках проводимой паспортизации руд из очистного забоя карьера участка Придорожный по сортовому плану произведена выемка трех технологических порций горнорудной массы, порядка по 100 т каждая. Для оценки возможности сортировки

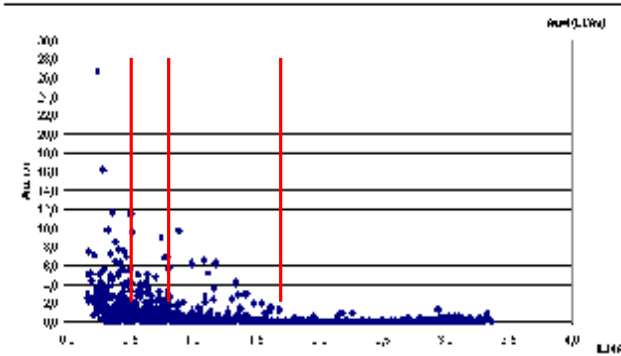


Рис. 3. Гистограмма  $Au=f(Lf/As)$  по TK2

«IFe» менее 40%) и слабо контрастные по мышьяку (вариация в канале «IAS» от 59,5 до 88,3%).

При этом по ТК2 среднее значение «IAS» выше, «ICa», «ILf» и «IRs» ниже, чем по двум другим коллекциям, а показатель «IFe» изменяется бессистемно.

Поскольку измерения методом РРМ на РКС-А и ОПРСК реализуются по способу спектральных отношений, то проведены статистические исследования регрессивной зависимости вида  $Au=f(PI)$ , т.е. между золотом (Au) и различительными признаками (PI) - параметрами, измеряемыми в пяти интервалах энергий и их отношениями.

Из многочисленных вариантов выбраны и представлены ниже наиболее наглядные. Это:  $Au=f(«IAS»)$ ,  $Au=f(«IFe»/«IAS»)$ ,  $Au=f(«ILf»/«IAS»)$  и  $Au=f(«Lf/Fe»)$ .

На гистограмме  $Au=f(«IAS»)$  по пробе балансовой руды (рис.1) отчетливо видно, что между золотом и мышьяком существует, как минимум, две функциональные связи.

Согласно этой гистограмме, если для выделения руды с  $Au \geq 2$  г/т задать пороговое значение «IAS», например, на уровне 25000 (по верхней ветви гистограммы), то концентрат будет разубожен некондиционной рудной массой, соответствующей по геохимической специализации породной матрице (ГХСПМ) нижней ветви гистограммы.

Соответственно при задании порогового значения «IAS», на уровне 70000 (по нижней ветви гистограммы), большая доля руды с содержанием  $Au \geq 2$  г/т, соответствующая по ГХСПМ верхней ветви гистограммы, отойдет в «хвосты».

Следовательно, прежде чем сортировать рудную массу по параметру «IAS»,

Таблица 2

ТК 2 сорта	по «Fe/As»		по «Lf/As»		по «Fe/As» после «Lf/As»				
	n	Au	n	Au	n	Au	запасы	выход	доля
1	89	3,06	69	3,36	62	<b>3,41</b>	<b>211,42</b>	<b>0,207</b>	<b>0,366</b>
2	72	2,55	52	2,56	112	<b>2,41</b>	<b>270,44</b>	<b>0,373</b>	<b>0,469</b>
3	31	1,60	78	1,85	43	1,38	59,19	0,143	0,103
4	62	1,00	78	0,86	60	0,59	35,38	0,200	0,061
5	46	0,21	23	0,03	23	<b>0,03</b>	<b>0,69</b>	<b>0,077</b>	<b>0,001</b>
	300	1,92	300	1,92	300	1,92	577,12		

Таблица 3

пороги	Исходные данные				Исходные данные					
	Fe/As	1,00	1,60	2,00	3,15	Кокпатас, уч. Придорожный. Март 2005 г.				
	Lf/As	0,35	0,51	0,80	1,60	ТК2, 300 кусков. $Au_{вал. ГАА} = 1,92$ г/т				
получены подвыборки	по «Fe/As» ↓		по «Lf/As» ↓		В итоге по «Fe/As» после «Lf/As»					
	n	Au	n	Au	n	Au	запасы	выход	доля	
1	89	3,06	69	3,36	<b>62</b>	<b>3,41</b>	<b>211,42</b>	<b>0,207</b>	<b>0,366</b>	
2	72	2,55	52	2,56	<b>112</b>	<b>2,41</b>	<b>270,44</b>	<b>0,373</b>	<b>0,469</b>	
3	31	1,60	78	1,85	43	1,38	59,19	0,143	0,103	
4	62	1,00	78	0,86	60	0,59	35,38	0,200	0,061	
5	46	0,21	23	0,03	<b>23</b>	<b>0,03</b>	<b>0,69</b>	<b>0,077</b>	<b>0,001</b>	
при этом по «Lf/As» после «Fe/As»										
«Fe/As»	<1,00		<1,60		<2,00		<3,15		≥ 3,15	
	n	Au	n	Au	n	Au	n	Au	n	Au
Исх. →	<b>89</b>	<b>3,06</b>	<b>72</b>	<b>2,55</b>	<b>31</b>	<b>1,60</b>	<b>62</b>	<b>1,00</b>	<b>46</b>	<b>0,21</b>
«Lf/As» ↓	Продукты по подвыборкам									
<0,35	62	3,41	7	2,92						
<0,51	19	2,52	29	2,77	16	1,81	3	1,19		
<0,80	6	2,00	30	2,38	15	1,37	23	1,38	4	0,41
<1,60	2	0,63	5	2,33			35	0,76	22	0,33
≥1,60			1	0,00			1	0,00	20	0,03
при этом по «Fe/As» после «Lf/As»										
«Lf/As»	<0,35		<0,51		<0,80		<1,60		≥ 1,60	
	n	Au	n	Au	n	Au	n	Au	n	Au
Исх.	<b>69</b>	<b>3,36</b>	<b>52</b>	<b>2,56</b>	<b>78</b>	<b>1,85</b>	<b>78</b>	<b>0,86</b>	<b>23</b>	<b>0,03</b>
«Fe/As»	Продукты по выборкам									
<1,00	62	3,41	19	2,52	6	2,00	2	0,63		
<1,60	7	2,92	29	2,77	30	2,38	5	2,33		
<2,00			4	1,20	14	1,82	15	1,37		
<3,15					24	1,41	35	0,76		
≥3,15					4	0,41	21	0,34	23	0,03
В варианте разделения на типы ГХСПМ по «Lf/Fe»										
получены подвыборки	по «Fe/As» ↓		по «Lf/Fe» ↓		по «Lf/Fe» после «Fe/As» ↓					
	n	Au	n	Au	n	Au	запасы	выход	доля	
1	89	3,06	67	1,77	<b>63</b>	<b>3,43</b>	<b>216,09</b>	<b>0,210</b>	<b>0,376</b>	
2	72	2,55	163	1,98	<b>128</b>	<b>2,25</b>	<b>288,00</b>	<b>0,427</b>	<b>0,500</b>	
3	31	1,60	70	1,95	58	1,04	60,32	0,193	0,105	
4	62	1,00			25	0,37	9,25	0,083	0,016	
5	46	0,21			<b>26</b>	<b>0,15</b>	<b>3,90</b>	<b>0,087</b>	<b>0,007</b>	
по «Fe/As» после «Lf/Fe»										
«Lf/Fe»	<0,30		<0,50		≥ 0,50		В итоге			
	n	Au	n	Au	n	Au	n	Au	запасы	выход
Исх.	<b>67</b>	<b>1,77</b>	<b>163</b>	<b>1,98</b>	<b>70</b>	<b>1,95</b>	<b>300</b>	<b>1,92</b>	<b>577,06</b>	<b>1,000</b>
«Fe/As»	Продукты по подвыборкам									
<1,00	23	3,50	36	3,43	24	3,57	<b>83</b>	<b>3,49</b>	<b>289,66</b>	<b>0,277</b>
<1,60	25	1,21	81	2,15	38	1,33	<b>81</b>	<b>2,15</b>	<b>174,15</b>	<b>0,270</b>
<2,00	13	0,52	34	0,71	8	0,00	63	1,28	80,79	0,210
<3,15	6	0,16	12	0,05			47	0,66	30,90	0,157
≥3,15							<b>26</b>	<b>0,06</b>	<b>1,56</b>	<b>0,087</b>

Таблица 4

Сортировка сводной выборки (по трем ТК), Au исх. = 0,93г/т, 900 кусков											
пороги «IFe/IAS»	по «IFe/IAS» в типах ГХСПМ с порогом по «ILf/IFe»						В итоге после «ILf/IFe» и «IFe/IAS»		В итоге только по «IFe/IAS»		Классы
	≤ 0,3		>0,3÷<0,5		≥ 0,5		Au	n	Au	n	
	Au	n	Au	n	Au	n	Au	n	Au	n	
<1,00	3,40	18	2,66	70	3,25	25	<b>3,31</b>	<b>43</b>	2,91	113	<b>1</b>
<1,60	2,77	22	2,02	82	1,84	33	<b>2,37</b>	<b>174</b>	2,10	137	<b>2</b>
<2,00	0,72	10	1,30	33	1,29	17	1,37	129	1,20	60	<b>3</b>
<3,15	1,21	36	0,67	60	0,49	45	0,59	105	0,76	141	<b>4</b>
≥3,15	0,12	88	0,07	176	0,12	185	<b>0,10</b>	<b>449</b>	<b>0,10</b>	<b>449</b>	<b>5</b>
	<b>1,06</b>	<b>174</b>	<b>1,06</b>	<b>421</b>	<b>0,68</b>	<b>305</b>	0,93	900	0,93	900	

В рассматриваемых случаях можно предположить, что параметр «Lf/As» будет иметь низкую методическую погрешность, т.к. вариация «ILf» не превышает 13,5%, но на качество сортировки может влиять аппаратурная погрешность (из-за дрейфа энергетического спектра в процессе измерений). С

Таблица 5

Пороговые значения разделительных признаков								
«Fe/As»		«Lf/Fe»						Всего
		≤ 0,3	>0,3÷<0,5	≥ 0,5	≤ 0,3	>0,3÷<0,5	≥ 0,5	
		Содержание Au в классах			число кусков в классах ↓			
<b>ТК1 Au<sub>исх.</sub> = 0,50</b>		<b>выход классов «Lf/Fe»</b>			<b>0,14</b>	<b>0,30</b>	<b>0,56</b>	<b>1,00</b>
класс 1	<1,0	<b>5,02</b>	<b>1,98</b>	<b>6,36</b>	1	2	2	5
класс 2	<1,6	<b>3,90</b>	<b>2,01</b>	<b>2,42</b>	5	16	3	24
класс 3	<2,0	0,76	0,94	0,19	3	7	2	12
класс 4	<3,15	<b>2,29</b>	0,66	0,25	6	18	19	43
класс 5	≥3,15	0,13	0,12	0,15	27	47	142	<b>216</b>
<b>ТК2 Au<sub>исх.</sub> = 1,92</b>		<b>выход классов «Lf/Fe»</b>			<b>0,22</b>	<b>0,54</b>	<b>0,23</b>	
класс 1	<1,0	<b>3,36</b>	<b>2,84</b>	<b>3,48</b>	16	55	18	89
класс 2	<1,6	<b>3,82</b>	<b>2,41</b>	<b>2,43</b>	7	48	17	72
класс 3	<2,0	0,87	<b>1,81</b>	<b>1,50</b>	3	14	13	30
класс 4	<3,15	1,20	0,87	0,93	25	24	14	63
класс 5	≥3,15	0,34	0,19	0,00	16	22	8	<b>46</b>
<b>ТК3 Au<sub>исх.</sub> = 0,37</b>		<b>выход классов «Lf/Fe»</b>			<b>0,22</b>	<b>0,56</b>	<b>0,22</b>	
класс 1	<1,0	<b>2,55</b>	<b>2,04</b>	1,20	1	13	5	19
класс 2	<1,6	1,47	0,98	0,95	10	18	15	43
класс 3	<2,0	0,60	0,92	-	4	12	0	16
класс 4	<3,15	0,17	0,41	0,42	6	18	12	36
класс 5	≥3,15	0,01	0,02	0,02	44	107	35	<b>186</b>

необходимо ее разделить на типы по ГХСПМ. Такое разделение в данном случае достигается нормированием «IAS» к «IFe» или к «стандарт-фону», например к «ILf», рис. 2 и 3.

Согласно рис. 2 и 3 данная выборка явно разделяется на четыре подвыборки по значениям параметров «Fe/As» и «Lf/As».

Более детальные исследования показали, что для всех трех коллекций, независимо от валового содержания в них золота, выделяются пять сортов руд по четырем стабильным пороговым значениям «Lf/As» и «Fe/As»: это для «Fe/As»: - 1,00; 1,60; 2,00 и 3,15, а для «Lf/As»: - 0,35; 0,51; 0,80 и 1,60.

другой стороны, не смотря на низкую аппаратурную погрешность, параметр «Fe/As» может иметь высокую методическую погрешность, так как вариация «IFe» превышает 30%.

В этой связи необходимо оценить эффективность сортировки по каждому из выбранных параметров и целесообразность перечистки с помощью одного из методов продуктов сортировки, полученных другим методом.

В результате соответствующих статистических исследований установлено, что наилучшая избирательность сортировки достигаются в случае использования обоих параметров в последовательности разбраковки кусков сначала по параметру «Lf/As», а затем по «Fe/As», табл. 2.

Этот вариант сортировки реализуется в одну стадию как на РКС-А, так и на ОПРСК.

Согласно табл. 2, после «перечистки» по «Fe/As» продуктов сортировки по «Lf/As» существенно повышается выход руды сорта 2 и снижаются потери руды в продуктах, отошедших по сортам 3, 4 и 5. В дополнение к исследованиям, проведенным под методику, используемую на РКС-А и на ОПРСК, оценена информативность параметра «Lf/Fe», характеризующего литологический тип ГХСПМ, и установлены его пороговые значения.

Результаты предлагаемых вариантов сортировки ТК2 в сводном виде по составляющим их стадиям представлены в табл. 3, из которых следует, что

сортировка в варианте «по  $\langle Fe/As \rangle$  после  $\langle Lf/Fe \rangle$ » предпочтительнее других, т.к. в этом случае достигается более глубокое извлечение золота в «концентрат», и наименьшая потеря его в «хвостах».

Дальнейшие статистические исследования эффективности сортировки коллекций проведены по сводной выборке (900 проб). Они показали, что предварительное разделение рудной массы на типы ГХСПМ по параметру  $\langle Lf/Fe \rangle$  способствует улучшению качества селекции по  $\langle Fe/As \rangle$  не только балансовых руд, но и смешанной (забалансовой) горно-рудной массы (табл. 4).

Согласно табл. 4, в породной матрице, соответствующей средним значениям содержания железа, и выделенной соответственно интервалом значений  $\langle Lf/Fe \rangle \langle >0,3 \div <0,5 \rangle$ , средние содержания золота в классах 1 и 2 ниже, а в классе 3 выше, в сравнении со смежными с ним интервалами значений  $\langle Lf/Fe \rangle$ .

Аналогичная закономерность просматривается и по каждой из трех коллекций отдельно (табл. 5). В них встречаемость первых классов значений различительных признаков (числа кусков в классах) и содержание золота в классах возрастают с увеличением рудоносности исходной горнорудной массы (коллекции).

#### Краткие выводы

1. Для выбраковки породной массы ( $Au < 0,3 \text{ г/т}$ ) достаточно использовать всего один различительный признак -  $\langle Fe/As \rangle \geq 3,15$ .

2. Разделение на РКС-А горнорудной массы по классам содержания золота реализуется через определение по площади сканируемой поверхности опробуемой порции такого параметра, как *отношения суммы частоты встречаемости значений различительного признака  $\langle Fe/As \rangle$  в первом и втором классе к частоте его встречаемости в пятом классе*, т.е. по алгоритму:

$$Au = f(n_{\langle Fe/As \rangle < 1,6} / n_{\langle Fe/As \rangle \geq 3,15})$$

3. Предположительно, товарный продукт с содержанием золота не менее 3,5 г/т может быть получен обогащением на ОПРСК руды с исходным содержанием золота не менее 2,0 г/т, если концентрат выделять по алгоритму:

$$Au \geq 3,5 \text{ г/т, если } \langle Fe/As \rangle < 1,6 \text{ при } \langle Lf/Fe \rangle \leq 0,3 \text{ или } \geq 0,5$$

4. Если значения параметра  $\langle Lf/Fe \rangle$  в порциях сортировки варьируют в пределах от 0,3 до 0,5, то из горнорудной массы участка Придорожный сомнительно выделение продукта с содержанием золота более 3,5 г/т, т.е.:

$$Au < 3,5 \text{ г/т, если } \langle Lf/Fe \rangle = >0,3 \div <0,5$$

5. Выводы по пунктам 1-4 следует рассматривать как методические рекомендации, нуждающиеся в заверке на статистически более представительном материале.

УДК 620

© Федянин С.Н. 2006 г.

## МАТЕМАТИЧЕСКАЯ КОРРЕКЦИЯ ЗА РАССТОЯНИЕ РЕЗУЛЬТАТОВ РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКОГО ОПРОБОВАНИЯ НА РКС-А ПО ДАННЫМ ГРАДУИРОВКИ НА ПЛОСКИХ РУДНЫХ МОДЕЛЯХ

Федянин С.Н., зам. главного геофизика НГМК, канд. техн. наук

На золоторудных месторождениях Кокпатас и Даугызтау, обрабатываемых Северным Рудоуправлением НГМК, для управления качеством руд в потоке добычи используется крупно-порционная сортировка с помощью рентгенорадиометрического (РРМ) опробования самосвалов на программно-управляемом комплексе РКС-А (рис. 1-3, табл.).

В этой связи под прямой задачей в конкретном случае понимается определение пересчетных коэффициентов от измеряемых физических параметров к искомым технологическим параметрам по моделям с известным вещественным составом руд.

Для определения технологических сортов продуктов добычи в порциях отгрузки предусмотрено

измерение на РКС-А в спектральном режиме скорости счета импульсов, возникающих в блоке детектирования под воздействием на него вторичного рентгеновского излучения в интервалах энергий характеристического излучения железа -  $I_{Fe}$ , мышьяка -  $I_{As}$  и рассеянного излучения источника -  $I_{Rs}$ . В качестве разделительного признака используется отношение характеристического рентгеновского излучения мышьяка к железу -  $\eta_{As/Fe} = I_{As}/I_{Fe}$  и мышьяка к однократно рассеянному излучению источника -  $\eta_{As/Rs} = I_{As}/I_{Rs}$ . По величинам этих параметров в автоматическом режиме определяется содержание золота -  $Au_{расч}$ , которое с высокой вероят-

Таблица

**Значения  $Au_{i, \text{расч.}}$ , полученные для моделей после математической коррекции результатов измерений за  $R_i$**

$R_i$ , мм	Паспортные значения $Au_{\text{пасп.}}$ в моделях, г/т				Откл. от $\overline{Au_{\text{расч.}}}$ , отн. %			
	M1=0,261	M2=1,025	M3=3,355	M4=4,809	M1	M2	M3	M4
	$Au_{i, \text{расч.}} = f(I_{As/Fe}, I_{Rs})$				dAu1	dAu2	dAu3	dAu4
100	0,078	0,763	3,826	4,920	-57,4	-19,7	-8,7	-5,7
120	0,177	0,878	3,938	5,097	-3,5	-7,6	-6,0	-2,4
140	0,174	0,906	4,079	5,095	-4,7	-4,6	-2,7	-2,4
160	0,175	0,870	4,185	5,222	-4,1	-8,4	-0,1	0,0
180	0,216	0,939	4,233	5,260	18,0	-1,2	1,0	0,8
207	0,187	0,973	4,304	5,327	2,0	2,4	2,7	2,1
220	0,242	1,018	4,259	5,293	32,2	7,2	1,6	1,4
239	0,154	0,956	4,298	5,349	-15,9	0,6	2,6	2,5
260	0,172	1,001	4,335	5,317	-6,2	5,4	3,5	1,9
280	0,138	0,994	4,133	5,109	-24,8	4,7	-1,4	-2,1
298	0,196	0,961	4,137	5,128	6,9	1,2	-1,3	-1,8
317	-0,066	0,867	3,920	5,058	-135,9	-8,7	-6,4	-3,1
340	0,010	0,775	3,803	5,094	-94,7	-18,4	-9,2	-2,4
$\overline{Au_{\text{расч.}}}$	0,183	0,950	4,190	5,220				
$\overline{Au_{\text{расч.}}} / \overline{Au_{\text{пасп.}}}$	0,70	0,93	1,25	1,09				

ностью соответствует валовому (среднему) содержанию золота в опробуемой порции.

Опробование на РКС-А производится в режиме непрерывного площадного сканирования поверхности порции горнорудной массы в процессе движения самосвала. При этом измеряемый параметр регистрируется дискретно с экспозицией измерений каждого такта в 100 м/сек. На типовой диаграмме

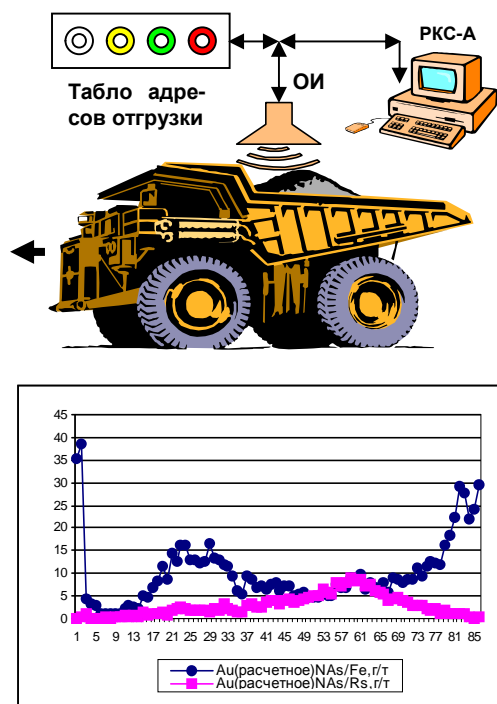


Рис. 1. Опробование самосвалов методом РРМ на РКС-А

(рис. 1) дискретных значений  $Au_{\text{расч.}}$  по  $\eta_{As/Fe}$  и  $\eta_{As/Rs}$  в динамике измерений зафиксировано следующее:

Первыми двумя тактами значений  $Au_{\text{расч.}}$  по  $\eta_{As/Fe}$  - запуск облучательного измерительного устройства (ОИУ) в режим измерений в момент обнаружения самосвала в измерительном отсеке РКС-А. Далее, до пятнадцатого такта, отмечено прохождение под ОИУ металлического козырька кузова самосвала (показания по  $\eta_{As/Fe}$  низкие из-за высоких значений содержания железа в корпусе кузова). С 15 по 24 такт результаты сканирования соответствуют ус-

ловиям, когда расстояние от ОИУ до передней (по ходу движения самосвала) боковой поверхности опробуемой порции еще велико. Затем, с 24 по 35 такт, зафиксирован момент сканирования собственно передней боковой поверхности порции, где также наблюдается существенное расхождение в значениях  $Au_{\text{расч.}}$ , рассчитанных по  $\eta_{As/Fe}$  и  $\eta_{As/Rs}$ . Интервал измерений с 36 по 67 такт соответствует прохождению под ОИУ кровельной части опробуемой порции, для которой отмечается удовлетворительная сходимость значений  $Au_{\text{расч.}}$  по обоим параметрам. Наконец, интервал измерений с 67 по 80 такт соответствует сканированию задней боковой поверхности порции, а далее - воздушному пространству вне «зоны видимости ОИУ».

Таким образом, результаты сканирования по  $\eta_{As/Rs}$  прямо, а по  $\eta_{As/Fe}$  зеркально отображают рельеф поверхности опробуемой порции, и в конкретном случае наиболее достоверными для определения  $Au_{\text{расч.}}$  следует признать результаты измерений только в некотором интервале сканирования, например, с 47 по 67 такт.

Следовательно, для обеспечения представительности результатов опробования порций на РКС-А необходимо определить оптимальное расстояние от ОИУ до сканируемой поверхности -  $R_0$  и допустимое отклонение от него -  $\pm \Delta R_0$ , при которых значения  $Au_{\text{расч.}}$  по тактам, рассчитанные по  $\eta_{As/Rs}$  и по  $\eta_{As/Fe}$ , будут различаться между собой с допустимой погрешностью, т.е.  $\pm \Delta Au_{\text{порог}}$ .

Для определения  $R_0$  и  $\pm \Delta R_0$  проведены измерения четырех плоских рудных моделей (M1, M2, M3 и M4), изготовленных из типовых по вещественно-

му составу и основных по классам содержания золота технологических сортов руд Даугызтау, т.е. соответственно Au = 0,261; 1,025; 3,355 и 4,809 г/т (рис. 2).

Согласно гистограммам значения параметра  $I_{As}$  закономерно возрастают с увеличением содержания золота (Au) в моделях и убывают с увеличением R (рис. 2, а), а значения  $I_{Fe}$  и  $I_{Rs}$  убывают пропорционально увеличению R вне зависимости от Au (рис. 2, б и 2, в).

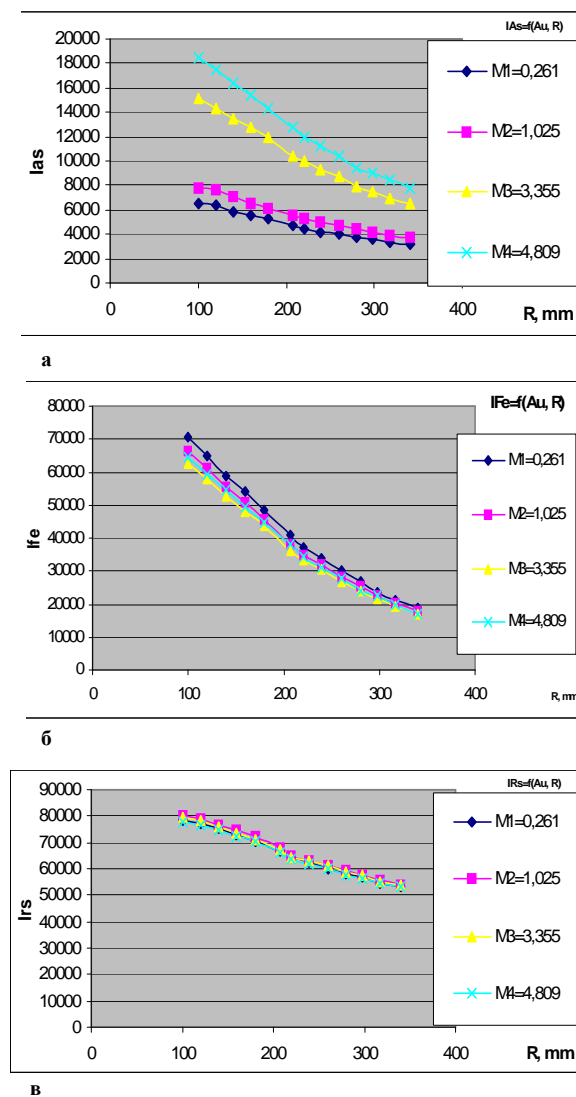


Рис. 2. Гистограммы значений параметров  $I_{As}$  (а),  $I_{Fe}$  (б) и  $I_{Rs}$  (в) как  $f(Au, R)$

Из полученных гистограмм следует, что для снижения методической погрешности опробования самосвалов возможна коррекция результатов измерений за расстояние по каждому текущему такту измерений ( $R_i$ ), если использовать в качестве эквивалента расстояния  $R_i$  скорость счета импульсов, например, в канале  $R_s$ , т.е.  $I_{Rs}$ .

На основании этого вывода составлена следующая система линейных уравнений:

$$I_{Rs} = f(R) = b1 + a1 \cdot R$$

$$I_{As} = f(R, Au) = b2 + a2 \cdot R + c2 \cdot Au$$

$$I_{Fe} = f(R) = b3 + a3 \cdot R$$

По результатам промеров моделей M1 и M4 получено решение данной системы уравнений, определены значения постоянных ( $b1, b2, b3$ ) и угловых ( $a1, a2, a3$  и  $c2$ ) коэффициентов, а затем произведена математическая коррекция  $Au_{расч}$  за  $R_i$  для всех

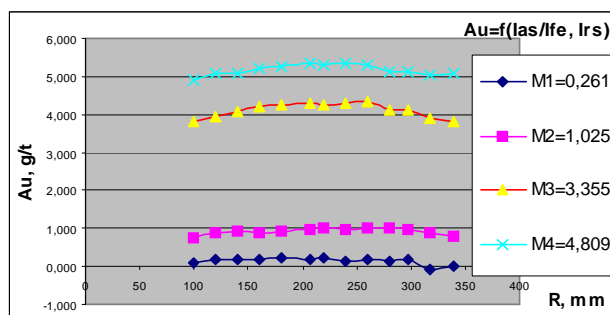


Рис. 3. Гистограммы значений  $Au_{расч} = f(I_{As}/I_{Fe}, I_{Rs})$  по градуировочным моделям, полученные способом математической коррекции результатов измерений за  $R_i$

четырёх моделей (табл. и рис. 3).

На основании полученных данных можно сделать следующие выводы.

1. Применение способа математической коррекции за расстояние между ОИУ и опробуемой поверхностью -  $R_i$  позволяет существенно повысить представительность рентгенорадиометрического опробования на РКС-А за счет снижения методической погрешности измерений в широком диапазоне изменения расстояния  $R_i$  (от 120 до 300 мм), т.е. увеличения числа тактов достоверного опробования, участвующих в определении  $Au_{расч}$ . В этом можно убедиться, если сравнить исходные гистограммы (рис. 2, а) и скорректированные за  $R_i$  (рис. 3).

2. Применение данного способа избавляет от необходимости оснащения РКС-А дополнительным оборудованием, предназначенным для измерения  $R_i$  (дальномерами), использование которых приведет к существенному удорожанию комплекса, усложнению управляющей им программы, а также требований по его эксплуатации, настройке, контролю и градуировке.

3. В связи с изменчивостью во времени рабочих параметров ОИУ и измерительного тракта в целом, обусловленной, в частности, изменением погодных условий (температуры, влажности воздуха и объема опробуемой рудной массы), а также выработкой рабочего ресурса рентгеновских трубок, необходимо регулярно (перед каждым циклом измерений) проводить градуировку РКС-А, хотя бы по двум моделям, для проверки соответствия фактических значений коэффициентов  $b1, b2, b3, a1, a2, a3$  и  $c2$  заданным.

## ЛАБОРАТОРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПО БИООКИСЛЕНИЮ СУЛЬФИДНОЙ РУДЫ ПЕРКОЛЯЦИОННЫМ СПОСОБОМ В ШИХТЕ С ФЛОТОКОНЦЕНТРАТОМ

**Веклов В.А.**, главный инженер ГМЗ-3 Северного рудоуправления НГМК (1994–2003 г.г.); **Митраков О.Е.**, инженер-технолог опытно-технологической лаборатории ГМЗ-3 Северного рудоуправления НГМК; **Зайнитдинова Л.И.**, ст. научный сотрудник Института микробиологии АН РУз, канд. биол. наук; **Куканова С.И.**, руководитель проекта Института микробиологии АН РУз, канд. биол. наук; **Лильбок Л.А.**, начальник лаборатории технологии и геотехнологии ЦНИЛ НГМК; **Эргашев У.А.** - главный технолог Северного рудоуправления НГМК, канд. техн. наук

Республика Узбекистан обладает значительными запасами золотосодержащих сульфидных руд. Переработка сульфидных руд затруднена ввиду их технологической упорности вызванной тесной ассоциацией золота с сульфидами (пирит, арсенопирит). Для переработки таких руд и их флотоконцентрата в мировой практике разработаны и предложены к реализации технологические схемы, основанные на применении процесса цианирования после предварительного механического (тонкий и сверхтонкий помол), автоклавного (высокое давление и температура) и термохимического (обжиг) вскрытия золотосодержащих сульфидов. Наряду с вышеперечисленными технологическими схемами, в последнее время, наиболее динамично развивающейся технологией в золотодобывающей промышленно-

сти стало окисление сульфидных минералов с применением микроорганизмов. В настоящее время методы биотехнологии успешно используются в мировой практике для извлечения целого ряда металлов (медь, уран, золото и др.) как по фабричной технологии, так и способами геотехнологии [1, 2, 3]. Следует отметить, что для переработки бедных золотосодержащих сульфидных руд стали применяться методы кучного биовыщелачивания. Примером может служить разработанная технология бактериального выщелачивания для сульфидных руд применяемая фирмой Ньюмонт на месторождении Карлин [4].

Наряду с применением технологии кучного бактериального выщелачивания для бедных сульфидных руд не исключается возможность использования этого процесса для золотосульфидных флотоконцентратов. Одним из таких направлений является технология, разработанная фирмой «Geobiotics», получившая название «Geocoat™». Она включает в себя нанесение концентратов упорных золотых руд на грохоченую породу, которая может быть представлена пустой породой или забалансовой золотосодержащей рудой. Обработанный материал укладывается в кучу. После бактериальной обработки окисленный материал перерабатывается традиционными гидрометаллургическими методами [5]. В одном из вариантов кучного выщелачивания предлагается использовать в качестве выщелачиваемого реагента, как руду, так и концентрат.

При этом золотомышьяковистый концентрат с содержанием золота 53,3 г/т гранулируют с использованием портландцемента марки 500 и закисного железа. Полученные гранулы укладывают в кучу и орошают бактериальным раствором *Acidithiobacillus ferrooxidans* в течении 80 суток до полного разрушения гранул. Окисленный концентрат подвергается цианированию [6].

Проведенный анализ современного состояния процесса кучного выщелачивания сульфидных золотосодержащих руд и флотоконцентратов с применением микроорганизмов (рис.1, 2, табл. 1-5) показывает, что это направление может иметь боль-

**Таблица 1**  
**Данные по установке колонн**

№ колонны	Наименование материала колонны	Масса материала в колонне, кг
1	Руда, класс -20мм.	48,7
2	Руда, класс -10мм.	47,4
3	Руда, класс -5мм.	47,5
4	Руда, класс -20мм+10%ФК*	47,5
5	Руда, класс -10мм+10%ФК*	47,2
6	Руда, класс -5мм +10%ФК*	43,2
7	Руда, класс -20мм +5%ФК*	45,0
8	Руда, класс -20мм+10%ФК*	46,3
9	Руда, класс -20мм+15%ФК*	47,1

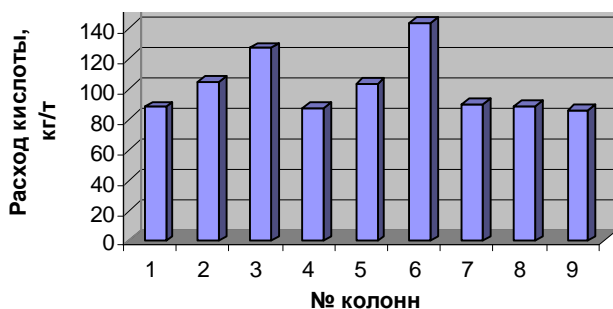


Рис. 1. Кислотопоглощение материала проб колонн

шую перспективу развития в золотодобывающей промышленности.

Исходя из вышеизложенного, нами были проведены лабораторные исследования по определению принципиальной возможности биоокисления сульфидной руды в шихте с флотоконцентратом перколяционным способом, на ГМЗ-3 СевРУ НГМК, совместно с Институтом микробиологии АН РУз. Для опытов использовалась ассоциация микроорганизмов К-1, с преимущественным содержанием *Acidithiobacillus ferrooxidans*.

Проведенными ранее исследованиями по перколяционному биоокислению сульфидной руды было достигнуто до 50% извлечение золота, против 25,7% при прямом цианировании, при этом наблюдалось что окисление железа (II) до железа (III) протекало вяло [7, 8, 9]. В связи с этим для интенсификации процесса биоокисления золотосульфидной руды было предложено внести определенную навеску флотоконцентрата к руде. Предполагалось, что добавка флотоконцентрата, за счет изменения состава материала (концентрация железа и серы сульфидной) будет способствовать развитию окислительной активности бактерий.

Объектом исследований явилась проба сульфидной руды (гранулы носители) карьера «Южный» месторождения Кокпатас и его флотоконцентрат полученный после обогащения. Для приготовления гранул носителей руда была издроблена до определенных классов крупности и агломерирована с флотоконцентратом. Агломерация флотоконцентрата (85% класса крупности -0,074 мм) на гранулы носители проводилось методом перекачивания в присутствии воды (опыт № 6 в присутствии слабого раствора серной кислоты) с последующей загрузкой в колонны высотой 1,5 м. Масса шихты руды и флотоконцентрата составляла от 45 до 50 кг. Соотношения руды носителя и флотоконцентрата, гранулометрический состав шихты, загруженной в колонны, представлены в табл. 1, 2. Опыты 1-3 (табл. 1) на чистой сульфидной руде поставлены для получения сравнительных данных. (ФК\* - Флотоконцентрат)

Высокие концентрации карбонатов в пробах шихты (табл. 3) обусловили проведение предварительного закисления. Декарбонизацию материала проводили в «мягком» режиме раствором серной кислоты с pH=1,5 в течение 40-45 суток. Расходные показатели кислотопоглощения шихты, уложенной в опытные колонны, представлены

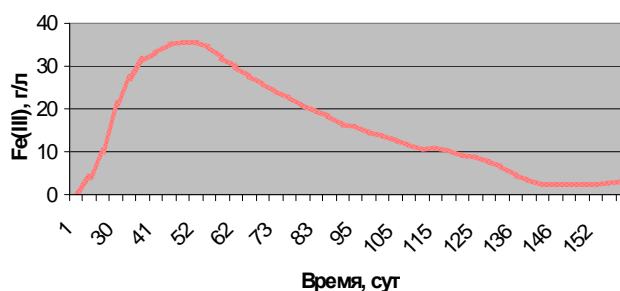


Рис. 2. Мониторинг процесса растворения и окисления железа в перколяционном режиме

Гранулометрический состав материала колонн

Таблица 2

№ колонны	Гранулометрический состав, %								%
	-20 +10	-10 +5	-5 +2	-2 +1	-1 +0,5	-0,5 +0,16	-0,16 +0,074	-0,074	
1	40,2	28,2	9,9	7,9	5,5	3,2	1,7	3,4	100
2		26,9	20,3	17,3	15,3	8,1	3,3	8,8	100
3			25,7	26,2	19,1	11,6	5,4	12,0	100
4	36,5	25,7	9,0	7,2	5,0	2,9	1,9	11,8	100
5		24,4	18,4	15,8	13,9	7,4	3,4	16,7	100
6			23,4	23,8	17,4	10,5	5,3	19,6	100
7	38,3	26,9	9,5	7,5	5,2	3,1	1,8	7,7	100
8	37,0	25,2	9,3	6,9	5,3	2,6	2,3	11,4	100
9	34,9	24,5	8,6	6,9	4,7	2,8	2,1	15,5	100

Химический состав рудного материала( по колоннам)

Таблица 3

№ колонны	Аи, г/т	Fe общ., %	Fe сульф., %	S общ., %	S сульф., %	CO <sub>2</sub> , %	As общ., %
1	6,80	6,36	3,75	3,639	3,474	4,73	1,46
2	5,93	6,10	3,65	3,848	3,713	4,62	1,58
3	6,66	5,94	3,83	4,006	3,908	4,80	1,67
4	7,21	6,68	4,47	4,640	4,488	5,12	1,71
5	6,36	6,66	4,16	4,351	4,151	4,56	1,80
6	6,94	6,45	3,35	3,919	3,658	4,51	1,88
7	6,59	6,39	3,98	3,946	3,802	4,56	1,58
8	7,10	6,94	4,42	4,492	4,327	4,51	1,70
9	7,35	7,13	4,64	4,744	4,585	4,68	1,81

Степень окисления серы сульфидной

Таблица 4

№ колонны	Содержание серы сульфидной, исходная %	Содержание серы сульфидной после биоокисления %	Степень окисления серы сульфидной с учетом потери массы %
1	3.47	2.37	40.6
2	3.71	1.83	53.3
4	4.49	2.23	55.7
5	4.15	1.76	61.8
6	3.66	1.79	57.0
7	3.80	2.84	30.7
8	4.33	2.33	52.3
9	4.59	2.97	47.3

на рис. 1.

Как видно из представленных данных максимальное кислотопоглощение отмечается при измельчении пробы руды до класса - 5 мм (колонны № 3 и 6).

$J = 1 : 2$ ,  $pH = 10,5 - 11,5$ ), где расход извести и  $NaCN$  составил 14 – 18 кг/т и 4,5 – 5,1, соответственно (100%).

Анализ полученных результатов исследований до и после биоокисления в лабораторных опытах представлен в табл. 4 и 5.

Таблица 5  
Цианирование материала перколяционных колонн

№ колонны	Извлечение при прямом цианировании, %	Содержание Au в хвостах прямого цианирования, г/т	Извлечение при цианировании после биоокисления, %	Содержание Au в хвостах цианирования после биоокисления, г/т	Прирост извлечения после биоокисления, %
1	18.13	4.38	46,7	3.28	28.6
2	26.6	4.92	57,1	3.03	30.5
3	29.8	4.69	Остановлена	Остановлена	Остановлена
4	21.92	5.84	63,2	3.09	41.3
5	28.75	5.55	71,2	2.49	42.4
6	23.48	5.28	72,4	2.17	48.9
7	31.11	5.07	55,1	3.57	24
8	28.14	5.77	64,5	3.22	36.3
9	18.62	6.38	61,9	3.68	43.3

После установления pH в оборотных растворах на уровне 1,8-2,0 колонны орошали бактериальным раствором с интенсивностью 200-220 мл/м<sup>2</sup>сут. Продолжительность бактериального орошения составляла 150 суток. Эксперимент осуществлялся при температуре 22-26 °С.

Мониторинг окислительной активности представлен на рис. 2, откуда видно что максимальная геохимическая активность наблюдалось на 50 – 60 сутки, затем она постепенно снижается и на 146 – 152 сутки приобретает прямую линию, что свидетельствует о практическом завершении процесса окисления.

После окончания процесса биоокисления материал подвергался промывке слабокислым раствором и водой до установления в промывных водах pH 4, затем подщелачиванию и сорбционному цианированию. Сорбционное цианирование проводилось по стандартной методике ( $C_{NaCN} = 0,3$  г/дм<sup>3</sup>, T :

По результатам исследований установлено, что извлечение золота за 150 суток бактериального окисления составило в различных вариантах лабораторных опытов от 46,7 до 72,4%, против 18,1-31,1% при прямом цианировании.

Таким образом, полученные результаты лабораторных исследований свидетельствуют о возможности применения метода бактериального окисления сульфидной руды в шихте с флотоконцентратом кучным способом.

Использование для кучного биоокисления руды крупностью материала менее 5,0 мм нецелесообразно (опыт 3), ввиду слабой проницаемости руды, обусловленной кальматацией последней гипсом и другими продуктами взаимодействия серной кислоты с рудой и вмещающими породами. Однако, руда с крупностью менее 5,0 мм агломерированная с флотоконцентратом с использованием слабого раствора серной кислоты показывает возможность успешной перколяции растворов (опыт 6).

Сравнительный анализ содержания золота в хвостах цианирования после биоокисления как чистой сульфидной руды (опыты 1-3), так и его шихты с флотоконцентратом (опыт 4-9) выявил одинаковые значения, что свидетельствует о том, что золото в хвостах цианирования, очевидно, в основном рудное (табл. 5) и флотоконцентрат окислен максимально. В связи с этим представляется интересным кучное биовыщелачивание флотоконцентрата в шихте с забалансовой окисленной рудой.

### Список литературы

1. Каравайко Г.И. Практическое руководство. Биогетехнология металлов. 1989, с. 371.
2. Briery J.A. Expanding role of microbiology in metallurgical processes. //Mining Engineering. 2000. 52. № 11. P.49-53.
3. Lovley D.R., Phillips E.J.P., Gorby Y.A., Landa E.R. Microbial reduction of uranium. // Nature. 1991. 350. P.423-417.
4. J.A. Briery, D.L. Hill Biooxidation process for recovery of metal values from sulfur-containing ore materials. Patent (USA) № 5,834,294, Nov. 10.98.
5. C.Johansson, V.Shrader, J.Suissa, K.Adutwum and W.Kohl. Use of the GEOCOAT™ Process for the Recovery of Copper from Chalcopyrite, in: R.Amils and A. Ballester (eds.), Biohydrometallurgy and the environment Toward the Mining of the 21<sup>st</sup> Century, Elsevier, Amsterdam, 1999, p. 569.
6. В.Е. Дементьев, Л.П. Семенова, С.С. Грудков, В.Я. Бывальцев. Способ извлечения золота из сульфидных руд и продуктов их переработки. Патент № 1743200 А1 от 07.08.1990.
7. Толстов Е.А., Латышев В.Е., Лильбок Л.А., Куканова С.И., Зайнитдинова Л.И. Возможности применения биогетехнологии при выщелачивании бедных и упорных руд. Горный журнал (Россия), №8, 2003, с. 63-65.
8. Зайнитдинова Л.И., Куканова С.И., Колпакова Е.В., Лильбок Л.А., Самтаров Г.С. Оптимизация процесса бактериального окисления сульфидов в режиме кучного выщелачивания. Горный вестник Узбекистана, № 3 (18), 2004, с. 66-68.
9. Толстов Е.А., Куканова С.И., Эргашев У.А., Митраков О.Е. Лабораторные исследования по биоокислению сульфидных руд месторождения «Кокпатас» перколяционным способом. Горный вестник Узбекистана № 2 (21). 2005. с.25.

# ВЕЩЕСТВЕННЫЙ СОСТАВ И ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ «РУДНЫХ ШЛАКОВ» МЕДНОГО ПРОИЗВОДСТВА АЛМАЛЫКСКОГО ГОКА

Турсебеков А.Х., зав. лабораторией «Геохимия и геотехнология» Института геологии и геофизики АН РУз, канд. геол.-минер. наук; Уздебаева Л.К., зав. технологической лабораторией Министерства цветных металлов Узбекистана; Низамова А.Т., ассистент кафедры «Горное дело» ТашГТУ

Изучением и разработкой технологии отходов и экологией занимаются [1-4].

Рудные шлаки Алмалыкского ГОКа являются продуктами переработки медных концентратов, получаемых в результате обогащения золото-медно-молибденовых месторождений. Шлаки медной плавки в основном являются отвальными продуктами. За 50 лет работы Алмалыкским ГОКом накоплено 5680 тыс. т шлаков отражательной печи и кислородно-факельной плавки. Ежегодный выпуск шлаков 330 тыс. т.

На базе минералого-технологического картирования и аналитических данных была получена информация по содержанию петрогенных, рудных, благородных, редких и редкоземельных элементов и др. в рудных шлаках.

Для определения промышленной ценности тех или иных компонентов выделены следующие группы: породно- и рудообразующие, благородные, редкие (табл. 1).

К порообразующим относятся элементы составляющие основу матрицы рудных шлаков – Si, Mg, Al, K, Na и др.; к рудообразующим – Cu, Zn, Pb, Mo, As, Co, Ni, Sb; к благородным – Au, Ag, Pt, Pd, Rh; к редким – Re, Se, Te, Cd, In, Hg, Sn и др.

Медь является основным промышленным металлом. Содержание его колеблется в широких пределах, в среднем составляет более 2%.

Молибден второй по значимости металл рудных шлаков, содержание которого колеблется от 0,011 до 0,14% и в среднем составляет 0,06%.

Серебро находится в тесной ассоциации с золотом. Его содержание в среднем составляет 7,28 г/т. Золото широко распространенный элемент рудных шлаков, его содержание в среднем составляет 1,67 г/т. Наблюдается четкая геохимическая связь с медью. Платиноиды представлены в рудных шлаках Pt, Pd, Ru, Ir. Суммарное содержание платиноидов составляет 0,455 г/т. Кроме выше пере-

численных компонентов в «рудных» шлаках концентрируются в значимых количествах цинк (0,52%), свинец (0,41%) - в сумме эти элементы составляют (1,3%). Установлены высокие содержания рения (0,038%) и др. элементов.

Для выяснения форм нахождения выше перечисленных элементов в «рудных» шлаках использованы приборы Superprob JXA-8800K и Jeol ISM-5910LV.

В результате микроскопических, электронно-микроскопических, микрозондовых и др. видов исследований в шлаках для Si, Ca, Mg, Fe, Al, Na, K, Cu, Ag, Pb, Zn, Mo, Au и др. установлены следующие классы минералов:

Силикаты – шпинель, магнезиоферрит, стекло, кварц, фаялит, форстерит; оксиды металлов – куприт, гематит; сульфиды металлов – пирротин, троилит, халькозин, сфалерит, галенит, борнит и халькопиритоподобные минералы ( $Cu_{1\pm x}Fe_{1\pm x}S_{2\pm x}$ ).

Запасы полезных компонентов шлакоотвалов были подсчитаны способом проф. Соболевского П.К., который основан на использовании плана изомощностей залежи или изолиний линейных вертикальных запасов и для следующих компонентов составили: золота – 9,8 т; меди – 10200 т; молибдена – 441 т; серы сульфатной – 1358 т [5].

Минеральной основой медеплавильных шлаков являются - фаялит и стекло, содержание которых в среднем составляет 55%. Второстепенные соединения

Таблица 1  
Сводная таблица средних содержаний элементов по профилям, разрезам и разновидностям

Cu %	Mo %	Zn %	Pb %	Bi %	As %	S <sub>сульф</sub> %	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %
2,02	0,079	0,5284	0,5284	0,4103	0,0003	1,38	0,59
Na <sub>2</sub> O %	MgO %	CaO %	TiO <sub>2</sub> %	Au г/т	Ag г/т	Pt г/т	Pd г/т
51,623	0,2282	2,0404	0,3678	4,335	4,09	0,13	0,52
Ru г/т	S <sub>общ</sub> %	Re г/т	Se г/т	Te г/т	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %	SiO <sub>2</sub> %	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> %
0,015	1,28	0,0175	2,4106	1,29	4,24293	24,1701	0,0603
K <sub>2</sub> O %	Rh г/т						
1,8775	0,07						

Таблица 2

**Минеральный состав шлаков  
шлакоотвального поля**

Классы	Минерал	Формула	Содержание, %
Силикаты	Стекло	(SiAl) <sub>2</sub> O <sub>4</sub>	55,0
	Фаялит	Fe <sub>2</sub> [SiO <sub>4</sub> ]	
	Форстерит	Mg[SiO <sub>4</sub> ]	
Самородные	Серебро	Ag	ед. зерна
	Медь	Си	0,2
Оксиды железа	Fe	FeO	45,0
	Гематит	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	
	Магнетит	Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	
	(Ni, Fe, Co)	(Ni, Fe, Co)O	
Оксиды меди	Си	Cu(Fe,Ni) <sub>2</sub> O <sub>4</sub>	0,3
	Си.	(Cu,Co,Ni . Fe <sub>2</sub> O <sub>4</sub> )	
	Куприт	Cu <sub>2</sub> O	
Сульфиды	Пирит	FeS <sub>2</sub>	0,2
	Пирротин	FeS	
	Троилит	FeS	
	Галенит	PbS	
	Fe - сфалерит	ZnFeS <sub>2</sub>	
Сульфиды меди	Халькозин	Cu <sub>2</sub> S	3,7
	Борнит	Cu <sub>5</sub> FeS <sub>4</sub>	
	Халькопирит	CuFeS <sub>2</sub>	
	Фаза 1	Cu <sub>4</sub> Fe <sub>5</sub> S <sub>8</sub>	
	Фаза 2	Cu <sub>2</sub> Fe <sub>4</sub> S <sub>12</sub>	
	Фаза 4	Cu <sub>4</sub> FeS <sub>4</sub>	
	Фаза 5	Cu <sub>3</sub> FeS <sub>2</sub>	
	Фаза 6	Cu <sub>5</sub> Fe <sub>7</sub> S <sub>12</sub>	
	Фаза 7	Cu <sub>2</sub> Fe <sub>2</sub> S <sub>5</sub>	
	Кубамит	CuFe <sub>2</sub> S <sub>3</sub>	
Сульфаты меди	Фаза	Cu <sub>3</sub> (SO <sub>4</sub> ) <sub>2</sub> (OH)	1,0
	Брошантит	CuSO <sub>4</sub> 3Cu(OH) <sub>2</sub>	

представлены цинксодержащим магнетитом и гематитом - 39%, сульфидами - 2,0% (пирит, пирротин, троилит, сфалерит, галенит), оксидами меди - 0,9% (куприт и тенорит), сульфидами меди и железа - 2,0% и самородной меди - 0,2% (табл. 2).

Так как рудные шлаки Алмалыка являются пирогенными образованиями, для них выделены пирогенные текстуры и структуры. Рудные шлаки представляют макро- и микрокристаллические равномерно-зернистые структуры (рис.).

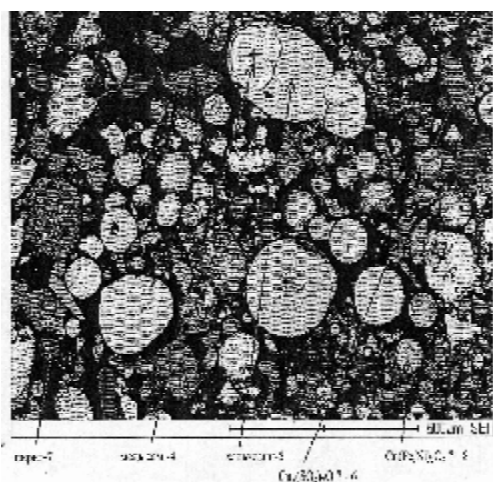


Рис. Растровые картины распределения элементов в минералах рудных шлаков

Стекловатая метастабильная аморфная масса местами частично раскристаллизована. Кроме этих структур присутствуют полиэдрические структуры, различающиеся по форме и размеру многогранников (полиэдров).

При продолжительном остывании в шлаках АГМК формировались параллельно ориентированные текстуры (структуры): шестоватые, параллельно-шестоватые, гребенчатые.

Очень широко в шлаках представлены структуры распада твердых растворов: эмульсионная, пластинчатая, графическая и петельчатая, которые специфичны для быстро охлажденных шлаков. Кроме этого при быстром остывании шлаков основная масса материала затвердевает в виде стекла, содержащего редкие мельчайшие кристаллиты, сферолиты, реже дендриты. Зародышами кристаллизации обычно являются твердые частицы, вокруг которых формируются сферолитовые выделения.

Кроме выше перечисленных структур в исследуемых шлаках присутствуют дендритовые и скелетные структуры. Для выяснения количества шлаков различных форм меди составлен баланс для рудных шлаков (табл. 3).

Установлено, что на долю основных извлекаемых форм меди (оксидная и сульфидная) приходится 0,69% от общего количества, на сульфатную - 0,38%, самородную - 0,08%. Далее был составлен сводный геохимический баланс распределения меди, приходящейся на минералы (табл. 4).

Для основных извлекаемых форм меди на долю самородной, оксидной и сульфидной приходится 77%, на не извлекаемую силикатную и сульфатную - 21% (табл. 4).

Установлено, что подавляющая масса оксидной, сульфидной и самородной меди в структурном отношении является благоприятной для обогащения "рудных" шлаков, так как большая часть этих минералов представлена хорошо раскристаллизованными индивидами.

Такое структурное состояние минералов меди способствует их полному раскрытию при дроблении и высоким показателям извлечения. Примечание: в числителе - среднее содержание элемента в минерале; в знаменателе - доля элемента, приходящаяся на данный минерал в %.

На исследование представлены три пробы, отобранные на различных участках МПЗ (медеплавильного завода).

Поступивший материал подвергался дроблению до крупности - 2,5 мм, после чего на каждой пробе проводились эксперименты по изучению измельчаемости. Флотуемость меди из проб изучалась по открытой схеме, включающей основную и контрольную операции.

#### Выводы

На исследования поступили три пробы шлаков с содержанием меди (%): проба 1 - 1,15-1,17; проба 2 - 1,19-1,23; проба 3 - 1,26-1,34.

По измельчаемости пробы практически идентичны. Изучена флотуемость проб по стандартной (действующей при переработке шлаков на СОФ) технологии, определены показате-

тели извлечения меди в черновой концентрат в открытом цикле (%): проба 1 - 73,64; проба 2 - 71,04; проба 3 - 68,64.

Установлена целесообразность дозированной подачи ксантогената в измельчение и основную флотацию.

Проведены замкнутые опыты по принципу непрерывного процесса при различных условиях флотации. На стандартном режиме извлечение меди составило (%): проба 1 - 65,8; проба 2 - 61,7 (min); проба 3 - 59,7 (min).

Таким образом, на основании результатов исследований можно сделать вывод о целесообразности применения в процессе переработки шлаков ксантогената, приготовленного на специально обработанной воде, причем, подача ксантогената должна производиться дозированно в основную флотацию.

Расчетные данные класса крупности зерен медных минералов в шлаках показали, что на долю флотуемых классов (-0,07 мм) приходится 80%, потери в хвостах обогащения класса менее (-0,07мм) составляют около 20%.

При лабораторных технологических испытаниях установлено, что значительные концентрации недоизвлеченной меди, железа, кобальта, никеля, цинка, свинца и молибдена переходят в хвосты флотации, которые являются комплексными рудами и их необходимо складировать для дальнейшего использования с применением технологий кучного или бактериального выщелачивания (табл. 5).

Анализ полученных данных свидетельствует о потенциальной подвижности элементов (медь и др.),

**Таблица 3**

**Баланс распределения различных форм меди в рудных шлаках**

Объект исследования	Количество проб	Баланс распределения, %			
		самородная	оксидная	сульфидная	сульфатная
Профили I-XVI	125	0,10	0,83	0,72	0,37
Разрезы	35	0,06	0,69	0,52	0,39
Среднее по профилям и разрезам	160	0,08	0,76	0,62	0,38

**Таблица 4**

**Сводный полиминеральный геохимический баланс распределения меди различных форм**

Элемент	Исходная руда	Силикаты	Самородная медь	Оксид меди	Сульфид меди	Сульфат меди	Сульфиды	Оксиды железа
	100%	55%	0,1%	0,5%	1,2%	0,6%	2,0%	39%
Cu	2,02	0,14 3,0(0,08)	97,15 4,0(0,09)	29,51 7,0(0,15)	47,72 28,0(0,57)	63,69 18,0(0,38)	2,5 2,0(0,05)	1,98 38,0(0,77)

**Таблица 5**

**Химический состав продуктов флотации**

Компонент, соединение	Проба 1		Проба 2		Проба 3	
	конц-т	хвосты	конц-т	хвосты	конц-т	хвосты
Медь, %	14,8	0,396	16,43	0,426	16,2	0,438
Золото, %	19,6	0,6	11,8	1,1	9,2	0,4
Серебро, г/т	58,2	5,0	74,6	7,6	57,5	3,3
Молибден, %	0,075	0,091	0,076	0,093	0,087	0,099
Железо общее, %	50,2	48,7	49,3	48,5	49,8	49,2
Сера общая, %	6,82	0,735	7,65	0,819	8,11	0,832
Оксид натрия, %	0,17	0,26	0,16	0,23	0,23	0,28
Оксид кальция, %	1,88	2,81	1,79	2,69	1,83	2,76
Оксид магния, %	0,299	0,492	0,272	0,488	0,253	0,476
Оксид алюминия, %	4,19	6,23	3,86	6,33	3,86	6,18
Оксид кремния, %	22,2	36,2	21,2	36,5	21,1	35,6
Цинк, %	0,921	0,84	0,973	0,812	0,943	0,804
Индий, %	8,0	2,9	9,1	3,4	8,7	3,0
Оксид титана, %	0,262	0,345	0,242	0,333	0,248	0,345
Хром, %	0,09	0,07	0,093	0,065	0,083	0,009
Кобальт, %	0,01	0,017	0,027	0,013	0,024	0,015
Никель, %	0,023	0,007	0,02	0,007	0,029	0,007

составляющих матрицу и сульфидные, оксидные и самородные минеральные обособления металлургических шлаков.

Это подтверждается высоким содержанием сульфатной серы в металлургических шлаках (в среднем 0,24%).

Установлена минеральная форма сульфатной серы (брошантит). Это позволяет оценить металлургические шлаки как потенциально подвижную среду при потенциальном воздействии на них водных объектов. Анализ литературных данных по шлакам, в которых отмечались раскристаллизованные фазы, указывает на значительно большую активность элементов при выщелачивании в областях с аридным климатом.

Для металлургических шлаков полученных при переработке колчеданных руд месторождений Карабаш (Южный Урал) и Ашио (Япония) состав и потенциальное воздействие на окружающую среду

незначительны, проявляется потенциальная инертность элементов под воздействием осадков. Это объясняется климатическими условиями данных районов, отсутствием жаркого аридного климата. Напротив в "рудных" шлаках Алмалыка элементы

(медь, железо и др.) более подвижны под воздействием осадков и аридного жаркого климата. Избегать тотальное воздействие на окружающую среду возможно в случае их полной переработки.

**Список литературы:**

1. Турсебеков А.Х. Минералого-геохимическая оценка сырьевых ресурсов эндогенных и техногенных месторождений Алмалыкского рудного района в связи с их комплексным освоением // Узб. геол. Журнал, № 4, 1998, с. 91-102.
2. Уздебаева Л.К., Турсебеков А.Х. Технологии переработки золото-серебро-свинцово-редкометалльных техногенных отходов. O'zbekiston mineral xom-ashyolarni kimyoviy qayta ishlashning dolarb muammolari. Movusidagiy Respublika ilmiy-amaliy anjumanlari maruzasi tezislari, 2003, Toshkent, с. 56.
3. Санакулов К.С., Холматов М.М. и др. Разработка технологии переработки хвостов флотации медно-обогащительной фабрики АГМК с использованием методов бактериального выщелачивания. Тез. докл. науч.-техн. конференции «Актуальные проблемы освоения месторождений полезных ископаемых». Ташкент, 2001, с. 269-271.
4. Удачин В.Н., Китачава Р., Вильямсон Б, Сухагара Т. Руды и металлургические шлаки месторождения Карабаш (Южный Урал) и Ашио (Япония): состав и потенциальное воздействие на окружающую среду. Металлогения древних и современных океанов//ИИМ УроРАН, 2002, с. 267-274.
5. Низамова А.Т. Методика подсчета запасов металла в рудах техногенных месторождений (шлаковых отвалах АГМК). Вестник ТашГТУ, № 2, 2006.

УДК 622

© Тулешов А.И., Кузиев С.А. 2006 г.

## ОСОБЕННОСТИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ШИХТЫ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЙ КОКПАТАС И ДАУГЫЗТАУ

Тулешов А.И., начальник цеха измельчения ГМЗ-3 Северного рудоуправления НГМК; Кузиев С.А., руководитель группы опытно-технологической лаборатории Северного рудоуправления ГМЗ-3 НГМК

Предприятия золотоизвлекательной промышленности Узбекистана представляют собой мощные высокопроизводительные комплексы. Необходимость увеличения выпуска золота, как металла государственного значения, требует постоянных поисков и совершенствования технологий его извле-

чения. В зависимости от состава руд, вовлекаемых в переработку, золотоизвлекательные предприятия используют различные обогащительные, гидро- и пирометаллургические методы обработки руд. Кроме того, такие схемы включают в себя подготовительные операции: дробление, измельчение,

классификацию, обезвоживание и т.д. (табл. 1-2, рис. 1-3).

Одним из главных процессов, определяющих количество готовой продукции, является процесс измельчения. Увеличение объёмов перерабатываемой руды пропорционально приводит к увеличению готового продукта. Это тем более справедливо, когда наблюдается изменение

**Таблица 1**

№ п.п.	Показатели	Поз.	Шар.загр. - 50 т		Шар.загр. - 60 т			Шар.загр. - 70 т		
			Расход руды, т/ч						Q=165,0	Q=175,7
			Q=153,6	Q=163,2	Q=161,8	Q=174,3	Q=180,8	Q=180,8		
1.	Разгрузка мельниц по классу - 0,074 мм, %	ММС	22,4	21,9	22,9	23,25	21,4	25,3	23,9	
		МШЦ	21,8	20,1	21,9	20,8	18,1	21,5	20,8	
		3 - 1	73	71	72,7	72,8	70,4	73,2	73,8	
2.	Сливы классификаторов по классу - 0,074 мм, %	3 - 2	74,3	73	73,8	73,8	69,7	77,8	74,8	
		3 - 3	73,8	70,8	71,5	71,6	72,3	72,3	71,8	
		4 - 2	73,9	71,6	72,8	71,8	71,8	76,3	73,1	
			73,8	71,6	72,7	72,5	71,1	74,9	73,4	
4.	Удельная производительность мельниц по готовому классу - 0,074 мм, т/(м <sup>2</sup> /ч)	q ММС-2	0,587	0,620	0,625	0,695	0,701	0,716	0,725	
		q МШЦ-2	0,7158	0,720	0,726	0,757	0,772	0,708	0,758	
		q по блоку	0,651	0,670	0,676	0,726	0,737	0,712	0,742	
5.	Циркулирующая нагрузка, %	С	303	320	290	301	357	284	298	
6.	Эффективность классификации, %	у	74	73	74	74	72	75	74	
7.	Количество вновь образованного готового класса - 0,074 мм в разгрузке мельниц, т/ч	ММС	47	49,7	49,9	55,5	56,1	57,2	58	
		МШЦ	58,6	59	59,5	62,1	53,3	58,1	62,1	
		по блоку	105,6	108,7	109,4	117,6	119,4	115,3	120,1	
8.	Количество готового класса - 0,074 мм в сливе классификаторов блока, т/ч	Q b n	113,3	116,8	117,6	126,4	128,5	123,6	129	
9.	Количество готового класса - 0,074 мм в исходной руде, т/ч		7,7	8,1	8,2	8,8	9,1	8,3	8,9	

производительности узла измельчения в широком диапазоне.

Основными источниками сырья на гидromеталлургическом заводе № 3 являются руды месторождений Кокпатас и Даугызтау.

Рабочей единицей процесса измельчения является мельничный блок, работающий по двухстадиальной полузамкнутой схеме и состоящий из мельницы мокрого полусамозмельчения (ММС) на первой стадии и мельницы шаровой с центральной разгрузкой (МШЦ) на второй стадии. Для классификации измельчённого материала используются классификаторы двухспиральные типа 2КСП-24, один на первой стадии и два на второй.

Для изучения возможности повышения производительности цеха измельчения при переработке шихты руд месторождений «К» и «Д», на ГМЗ-3 неоднократно проводились исследования, которые заключались в комплексных технологических опробованиях мельничных блоков при различных режимах работы основного оборудования и различных схемах измельчения. Эксперименты проводились с привлечением специалистов Центрального рудоуправления и ЦНИЛ НГМК.

Технологическое опробование мельничных блоков выявило ряд особенностей при применении различных режимов и схем измельчения текущих руд.

Комплексное опробование, проведённое в начале 2004 года, имело целью определить следующие параметры:

- определение максимальной производительности мельничных блоков по исходной руде с учётом обеспечения заданного помола;
- влияние изменения технологической схемы работы блока на его производительность;
- изменение производительности блока при увеличении шаровой загрузки мельницы первой стадии;
- изменение производительности блока при увеличении фронта классификации на второй стадии.

Эксперимент проводился в два этапа с использованием следующих схем:

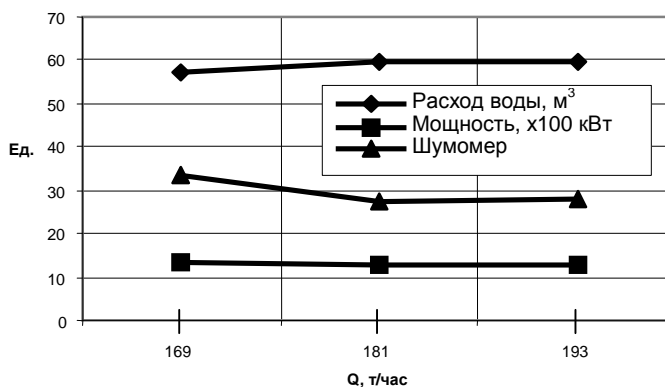
1. Двухстадиальное измельчение с частично-замкнутым циклом в первой стадии и расширенным фронтом классификации на второй стадии - на мельничном блоке № 3. Шаровая загрузка мельницы I-стадии ММС № 3 составляла 50, 60 и 70 т. Классификация продуктов измельчения осуществ-

**Таблица 2**

№ п.п.	Показатели	Поз.	Шар.загр. -60 т		
			Расход руды, т/ч		
			Q=199,3	Q=209,9	Q=229,2
1.	Разгрузка мельниц по классу - 0,074 мм, %	ММС-2	29,9	28,5	27,4
		МШЦ-2	41,38	30,6	21,2
		МШЦ-3	25,5	24,9	15
2.	Сливы классификаторов по классу - 0,074 мм, %	2 - 1			
		2 - 2	75,9	76,7	72,6
		2 - 3	77,1	78,1	73,
		3 - 2	75,7	76,7	68,5
		3 - 3	73,8	68,6	67,4
		4 - 2	77,2	71,7	70,9
3.	Среднее содержание готового класса - 0,074 мм в сливе блока, %		75,9	74,4	70,5
4.	Удельная производительность мельниц по готовому классу - 0,074 мм, т/(м <sup>3</sup> /ч)	q ММС-2	0,62	0,62	0,64
		q МШЦ-2	0,61	0,54	0,63
		q МШЦ-3	0,51	0,63	0,58
	Средняя удельная производительность по блоку	q по блоку	0,58	0,60	0,62
5.	Циркулирующая нагрузка, %	С	170	207	294
6.	Эффективность классификации, %	у	74	73	63
7.	Количество вновь образованного готового класса - 0,074 мм в разгрузке мельниц, т/ч	ММС-2	49,6	49,4	51,3
		МШЦ-2	50	44,5	51,2
		МШЦ-3	41,8	51,7	47,5
		по блоку	141,4	145,6	150
8.	Количество готового класса - 0,074 мм в сливе классификаторов блока, т/ч	Q б п	151,4	156,1	161,3
9.	Количество готового класса - 0,074 мм в исходной руде, т/ч		10	10,5	11,3

лялась в 4-х классификаторах 2КСП-24 с выдачей готового слива. Пески 1-го классификатора являлись циркулирующей нагрузкой для мельниц 1-ой стадии, пески 2, 3 и 4 классификаторов для мельницы второй стадии.

2. Двухстадиальное измельчение с открытым циклом на первой стадии и увеличенным объёмом



**Рис. 1. Показания основных приборов блока при увеличении исходной нагрузки (шаровая загрузка ММС - 60 т)**

второй стадии. Опробование проводилось на мельничном блоке № 2. КСП-2-1 на первой стадии был исключён из схемы, а на второй стадии, через технологическую обвязку была подключена вторая мельница МШЦ 45×60 № 3 с тремя классификаторами 2КСП-24. Шаровая загрузка мельницы первой стадии - 70 т.

В период экспериментов конвейерные весы мельничных блоков настраивались на необходимый диапазон. Опробование проводилось в условиях установившегося режима (постоянная циркулирующая нагрузка при каждом этапе испытаний).

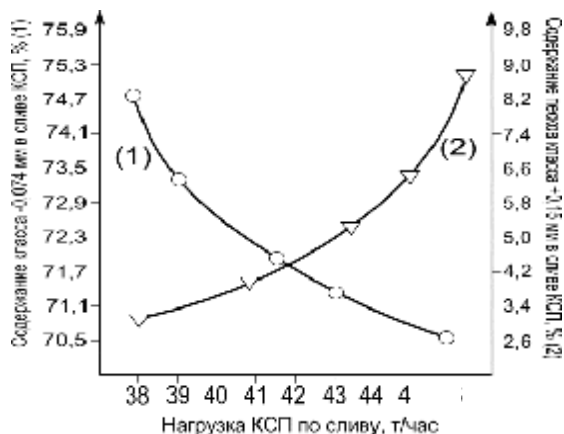


Рис. 2. График зависимости содержания готового класса -0,074 мм (1) и песков класса +0,15 мм (2) в сливе КСП от нагрузки классификатора по сливу

Опробовались все промежуточные продукты, фиксировалась переработка руды, снимались показания основных приборов, проводилась ситовка отобранных проб. Оперативно определялись плотности продуктов измельчения и содержание песков класса +0,15 мм на сливах КСП.

Среднесменные пробы подвергались ситовому анализу методом мокрого отсева. Мокрые фракции проб высушивались в сушильном шкафу при температуре 100-105<sup>0</sup>С и взвешивались. Рассев произ-

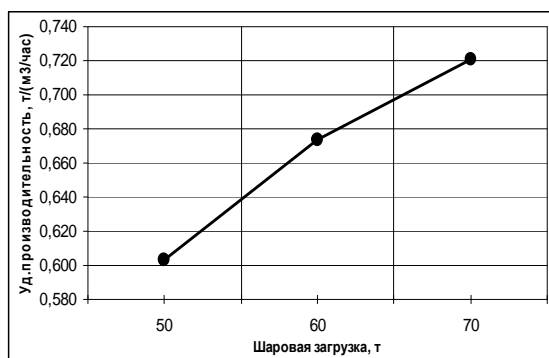


Рис. 3. Увеличение удельной производительности мельницы ММС-70х23 по вновь образованному готовому классу при изменении шаровой загрузки

водился на три фракции: +0,15 мм, +0,074 мм, -0,074 мм. Сухие фракции взвешивались с точностью до 0,1 г. Для выяснения оптимальных параметров процесса измельчения проводились расчёты и составление качественно-количественных и водно-шламовых схем режимов работы мельничных блоков.

Определена удельная производительность мельниц по вновь образованному классу -0,074 мм, опре-

делена циркулирующая нагрузка на мельницы, эффективность классификации.

1-этап испытаний проводился на блоке, работающем по двухстадийной схеме с частично замкнутым циклом в первой стадии и тремя классификаторами во второй стадии. Перед опробованием выполнялась подготовка лабораторного оборудования для отбора проб и их обработки, а также проверка, регулировка и настройка весового конвейера. При различных шаровых загрузках, нагрузку на мельничный блок изменяли от 160 т/ч до 190 т/ч.

Обобщённые сравнительные показатели работы мельничного блока на 1-ом этапе представлены в табл. 1.

В период эксперимента при Q = 160-190 т/ч перегруза мельницы I-стадии не наблюдалась (рис. 1). Увеличение нагрузки по исходной руде при каждой заданной шаровой загрузке приводит к увеличению содержания песков класса +0,15 мм и снижению содержания класса -0,074 мм в сливе КСП (рис. 2).

Анализ технологических показателей первого этапа опробования показал, что достичь необходимого уровня измельчения при любой шаровой загрузке и нагрузках на блок 160 т/ч и выше не удалось. Второй этап испытаний проводился по схеме с открытым циклом измельчения в первой стадии и двумя шаровыми мельницами во второй стадии. Шаровая загрузка мельниц составляла 70 т в ММС-70х23 № 2 и по 160 т в МШЦ-45х60 № 2 и МШЦ-45х60 № 3. Нагрузку на мельничный блок по исходной руде изменяли от 200 до 230 т/ч.

Сводные данные по работе мельничного блока на 2-ом этапе представлены в табл. 2.

Анализ результатов опробования второго этапа показал, что мельница первой стадии работала в стабильном режиме с заданными параметрами. Циркуляция на мельницах второй стадии росла по мере увеличения нагрузки по исходной руде. Чем больше мельница первой стадии работала с установленной нагрузкой, тем выше была циркуляционная нагрузка на мельницах второй стадии. Мельница первой стадии работала, не имея признаков перегруза. Нагрузка классификаторов по сливу в среднем составила менее 46 т/ч.

Пропускная способность мельниц первой стадии не установлена, но можно с уверенностью сказать, что она довольно высокая. Это позволяет подключать дополнительные объёмы во второй стадии без изменения объёма первой стадии. Удельная производительность мельниц первой стадии по вновь образованному готовому классу, безусловно, определена. При работе ММС-70х23 № 2 в полузамкнутом цикле с загрузкой шаров равной 50 т, она составляет  $0,587 \div 0,62$  т/ч м<sup>3</sup>, при загрузке шаров равной 60 т –  $0,625 \div 0,701$  т/ч м<sup>3</sup>, при загрузке шаров 70 т –  $0,716 \div 0,725$  т/ч м<sup>3</sup> (рис. 3).

Увеличение шаровой загрузки ММС-70х23 с 50 до 70 т приводит к увеличению удельной производительности на 0,12 т/ч м<sup>3</sup> по вновь образованному готовому классу. По руде это составляет 12 т/ч. Но без расширения фронта классификации и

применения предварительной классификации в гидроциклонах это не даёт пользы. При работе мельницы ММС-70х23 в открытом цикле с загрузкой 70 т шаров она составляет 0,62 – 0,64 т/ч м<sup>3</sup>.

Таким образом, из проведённого эксперимента видно, что руды месторождения Кокпатас и Даугызтау легко-измельчаемы, но основным сдерживающим фактором роста переработки на мельничных блоках ГМЗ-3 является процесс классификации в классификаторах. При нагрузках классификаторов по сливу 40 – 42 т/ч и незначительных циркуляционных нагрузках на мельницы второй стадии и при достаточно высоких разжижениях сливов классификаторов получить кондиционный слив не представляется возможным. Трудность разделения, безусловно, кроется в свойствах руды, перерабатываемой на ГМЗ-3.

Наличие первичных и вторичных шламов, а также глинистых составляющих, создает высокую вязкость пульпы, что не позволяет вести эффективное разделение минеральных зерен по крупности.

Основной способ повышения производительности

мельничных блоков – это применение предварительной классификации разгрузок мельниц первой и второй стадий в гидроциклонах. При удалении шламов и глинистых составляющих в слив гидроциклонов вязкость пульпы в классификаторах понизится, а эффективность разделения на блоках повысится.

Что касается работы мельниц первой стадии, как в полузамкнутом, так и в открытом циклах, пропускная способность на рудах месторождений Кокпатас и Даугызтау очень высокая. Даже при разжижении 0,26 – 0,31, мельницы не имеют перегруза, хотя уровень заполнения мельниц по показаниям шумомера достигает 48%.

Неоднократное опробование мельничного блока показало, что перспективным по увеличению производительности является направление с расширенным фронтом классификации. На основании выводов вышеуказанных исследований, наиболее перспективным является применение гидроциклонных установок на второй стадии измельчения с подачей в них материала с разгрузки мельницы второй стадии.

УДК 622

© Крымов Л.Р., Узлов В.С., Агапов Д.А. 2006 г.

## ОПЫТ УКЛАДКИ ХВОСТОВ БОЛЬШИМИ РАСХОДАМИ НА ПРИМЕРЕ ХВОСТОХРАНИЛИЩА ГМЗ-2

**Крымов Л.Р.**, начальник лаборатории промышленной гидротехники НИО O'zGEOTEHLITI; **Узлов В.С.**, начальник участка хвостового хозяйства ГМЗ-2 Центрального рудоуправления НГМК; **Агапов Д.А.**, инженер-технолог ЦЗЛ ГМЗ-2 Центрального рудоуправления НГМК, магистр

Переработка руды на ГМЗ-2 в последнее годы имеет устойчивую тенденцию к росту, что наглядно демонстрируется в табл. Более 95% хвостовых отложений складывается в хвостохранилище 2 ГМЗ-2. Хвостохранилище 1 является резервным.

Учитывая, что хвостохранилище 2 является основным, оно было выбрано для проведения НИР по изучению свойств хвостовых отложений и разработки рекомендаций по рациональному складированию хвостов в условиях дефицита емкости.

Хвостохранилище 2, в соответствии с РТМ 8-54-87, характеризуется как наливное, овражно-балочное. Состоит оно из двух карт. Карта 1 площадью 22,3 км<sup>2</sup>, введенная в эксплуатацию в 1975 г., образована Северной, Восточной, Южной и Ограждающей дамбами. Дамбы возведены из дресвяно-щебенистого грунта методом поэтапного наращивания. Ярусы наращивания размещались на хвостовых отложениях. Подача пульпы осуществляется из двух ниток тупиковых распределительных пульпопроводов:левой ветки, проходящей по Северной,

Восточной и Южной дамбе и Правой ветки, проходящей по Ограждающей дамбе. На распределительных пульпопроводах через 500 м смонтированы пульповыпуски диаметром 600 мм. Для заполнения пониженной поверхности пляжей в середине между ними установлены вспомогательные пульповыпуски диаметром 250 мм.

Проектами рекомендовалось осуществлять намыв с помощью двух-трех одновременно работающих пульповыпусков большого диаметра. Удельный погонный расход, по рекомендациям ряда авторов [1, 2], принимался равным 1 л/с п.м. Теоретическое обоснование исходит из того, что при свободном растекании пульпы по откосу намываемого грунта конфигурация потока соответствует параболе с вершиной у места выпуска. Такое положение имеет место при небольшой длине пляжа, обычно не превышающей двухсот-трехсот метров, или при намыве небольшими расходами из пульповыпусков диаметром 100 мм и менее. В этих случаях поток быстро рассредоточивается по поверхности пляжа и

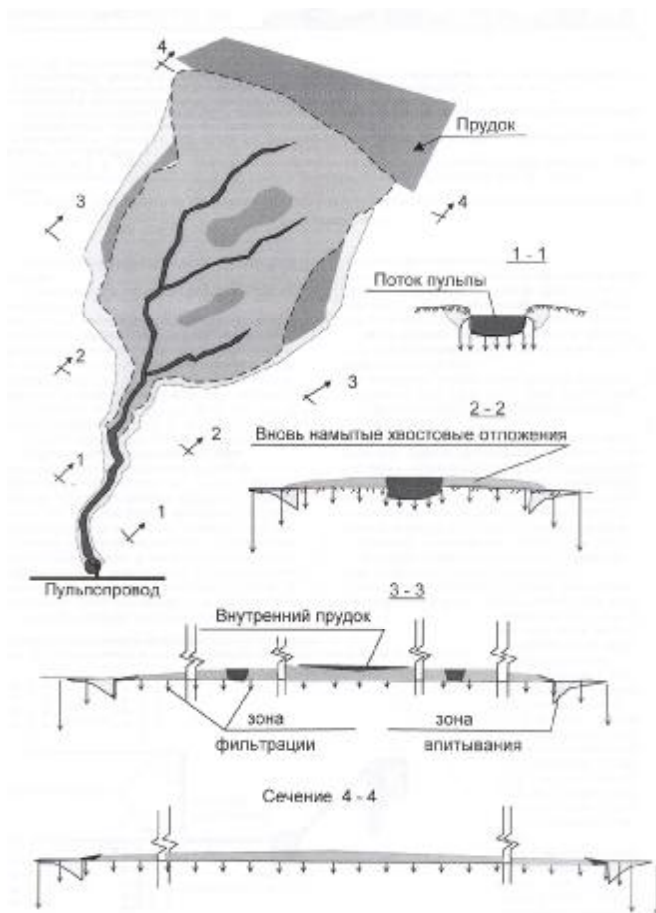


Рис. 1. Схема начала намыва большими расходам

характер намыва близок к теоретическому, предложенному авторами [1, 2]. При этом уклоны намытых поверхностей имеют большие (0,005 и более) значения.

Применяемая для условий хвостохранилища 2 практика намыва из больших пульповыпусков при длине пляжа 1,5-2 км позволила снизить уклоны до 0,0025. При этом в начальной стадии намыва поток пульпы имеет четыре ярко выраженные зоны (рис. 1).

При выходе из пульповыпуска в зоне 1 (рис. 1, поперечное сечение 1-1) поток пульпы имеет скорость, превышающую критическую скорость на размыв, а уклон превышает критическое значение минимальной «удельной энергии сечения».

Критическая скорость на размыв, определенная по формуле проф. И.И. Леви [3]:

$$V_{дон} = B \sqrt{d_{ch}} \ln \frac{R}{7d_{cp}} \text{ (м/с)}$$

где  $d_{cp}$  – средний диаметр хвостовых отложений, м;

$B = 4,4$  - эмпирический коэффициент;

$R$  – гидравлический радиус, м

колеблется для условий ГМЗ-2 в пределах 0,2-0,27 м/с. Превышение критической скорости на размыв приводит к углублению русла потока и его меандрированию. В результате происходит значительный

размыв ранее уложенных хвостовых отложений. Длина размываемого участка в основном зависит от базиса эрозии. Для рассматриваемого объекта в большинстве случаев роль базиса эрозии выполняет прудок. Ширина потока колеблется от 0,5 до 1,5 м, глубина 0,5 м и менее. Размыв прекращается, когда транспортирующая способность грунта уравнивается с количеством транспортируемой твердой фазы пульпы. Постепенно глубина размываемого русла уменьшается, и поток начинает выходить на поверхность ранее уложенных хвостовых отложений. Поперечный профиль этого участка (зона 2) приведен на поперечном сечении 2-2 (рис. 1).

Когда горизонт пульпы начинает превышать отметку ранее уложенных хвостовых отложений, происходит растекание пульпы в стороны. При этом жидкая фаза пульпы впитывается сухими подстилающими хвостовыми отложениями, впитываемость которых в начальной стадии достигает 2 мм/мин. В результате вязкость пульпы резко возрастает и твердая фаза теряет подвижность и выпадает в осадок, образуя ограждающие поток дамбочки. Постепенно значительная часть потока оказывается выше поверхности ранее уложенных хвостовых отложений.

На конечном участке зоны 2, когда скорость впитывания сокращается в несколько раз и стабилизируется на уровне коэффициента фильтрации,

Таблица  
Переработка руды и складирование хвостов ГМЗ-2

№ № п/п	Год	Производительность по руде	Из них уложено	
			в хвостохранилище № 1	в хвостохранилище № 2
		млн. т/год	млн. т/год	
1	1995	20,0	2,8	17,2
2	1996	20,5	1,9	18,6
3	1997	21,3	0,6	20,7
4	1998	21,9	0,4	21,5
5	1999	22,5	0,4	22,1
6	2000	22,9	0,6	22,3
7	2001	24,3	0,1	24,2
8	2002	26,4	1,9	24,5
9	2003	27,8	0,0	27,8
10	2004	28,3	2,0	26,3
	2005			
Итого	млн т	235,9	10,7	225,2
	%	100,00	4,5	95,5

поток переходит в состояние динамической неустойчивости и начинает делиться на отдельные потоки. При этом резко меняются гидравлические параметры потока и можно наблюдать, как то в одном, то в другом рукаве возникают волновые прыжки. Наличие волновых прыжков говорит о том, что поток имеет уклоны более критических по удельной энергии сечения.

Критическим уклоном называется тот уклон, при котором для заданного расхода «удельная энергия сечения» имеет минимальные значения [4]:

$$\left[ \Theta = h + \frac{av^2}{2g} \right] \rightarrow \min$$

В общем случае критические параметры русла определяются решением уравнения:

$$\frac{w^3}{B} = \frac{aQ^2}{g}$$

Точно определить поток пульпы на пляже не представляется возможным. Для приближенного вычисления значения критической глубины в условиях карты 1 применима формула [4]:

$$h_k = \sqrt[3]{\frac{aQ^2}{gb^2}}$$

Относительно небольшая протяженность участка с волновым прыжком свидетельствует о том, что параметры потока близки к критическим, а его исчезновение – о том, что поток из бурного состояния перешел в спокойное.

Начинающееся при этом отложение твердой фазы в русле потока вновь меняет его гидравлические характеристики, приводит к дроблению потока и образованию участков с критическими параметрами по минимуму удельной энергии сечения в зоне 3 (рис. 1, поперечное сечение 3-3). Периферийные части отдельных потоков с внутренней стороны

намываемой площади начинают сливаться между собой, образуя замкнутые понижения. Внешняя часть постепенно расширяется по мере увлажнения подстилающей поверхности. При этом значительно снижаются уклоны поверхности намываемых хвостовых отложений. После того как заканчивается дробление потоков, по всему фронту намыва начинается антидюновое отложение твердой фазы пульпы в зона 4 (рис. 1, поперечное сечение 4-4). Жидкая фаза при этом расходуется:

- на фильтрацию;
- на заполнение пор нижележащих хвостов;
- на впитывание боковой, (периферийной частью) конуса намыва;
- на испарение;
- на образование внутренних прудков;
- на сброс в прудок.

Постепенно зона 4 смещается в сторону пульповыпуска. Когда зона 4 достигает пульповыпуска, процесс намыва стабилизируется. Процесс намыва такого потока достаточно подробно изложен в соответствующей литературе [1, 2, 4].

Для практического использования описанных явлений лабораторией промышленной гидротехники института O'zGEOTEXLITI и службой эксплуатации хвостового хозяйства ГМЗ-2 был произведен опытный намыв на карту 1 хвостохранилища 2. Намыв производился из пульповыпуска № 8 по правой ветке пульпопровода расходом 0,8 м<sup>3</sup>/с, вместо обычных 0,3-0,5 м<sup>3</sup>/с. В результате, русло в зоне 1 углубилось почти до 1,5 м, средний уклон по профилю уменьшился с проектной величины 0,0025 до 0,0023.

Кроме того, выровнялись местные уклоны, что наглядно демонстрируется продольным профилем по створу 1 (рис. 2). Объем уложенных хвостов составил 1,1 млн. м<sup>3</sup>. Этот объем уложен сверх проектных показателей. Опыт был использован службой эксплуатации хвостового хозяйства ГМЗ-2 для

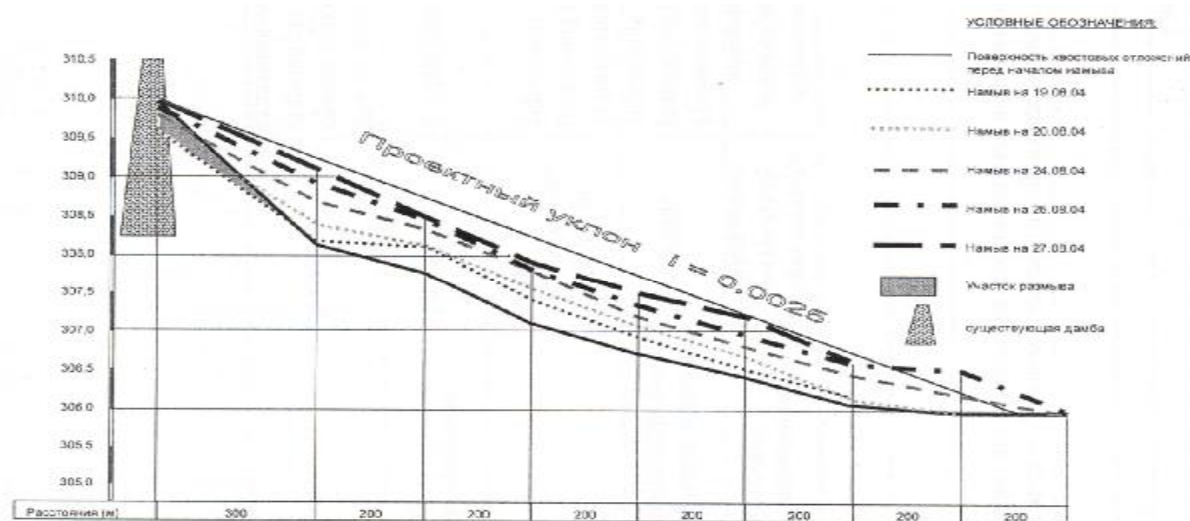


Рис. 2. Продольный профиль створа 1 экспериментального участка намыва большими расходами

намыва с Северной, Восточной и Южной дамб карты 1. Перед началом намыва проектная остаточная емкость карты 1 составляла 2 млн м<sup>3</sup>. При намыве повышенными расходами в нее было уложено 12 млн м<sup>3</sup> хвостов, т.е. на 10 млн м<sup>3</sup> больше, чем по

проекту. Экономический эффект превысил 1 млрд сум в текущих ценах (при стоимости укладки 1 т хвостов 0,16 сум/т [5] в ценах 1991 г. или 128 сум/т в текущих ценах).

**Список литературы:**

1. В.А. Милентьев, Н.П. Колпашников, Б.А. Волнин. Намывные гидротехнические сооружения «Энергия» М. 1973.
2. А.И. Огурцов Намыв земляных сооружений. Стройиздат М. 1974.
3. Киселев П.Г. Справочник по гидравлическим расчетам.
4. П.Д. Евдокимов, П.Г. Сазонов. Проектирование и эксплуатация хвостовых хозяйств обогатительных фабрик. Госгортехиздат М.
5. Последовательное захоронение хвостохранилища 2 ГМЗ-2 путем его частичной реконструкции СредАзНИПИПТ. Т. 1999.

УДК 662

© Дребенштедт К., Ишимов А.М. 2006 г.

## ОСОБЕННОСТИ ФОРМИРОВАНИЯ НАДВОДНОГО И ПОДВОДНОГО ПОТОКОВ ГИДРОСМЕСИ В ХВОСТОХРАНИЛИЩАХ

Дребенштедт К., проректор по науке Фрайбергской ГА, докт. техн. наук, профессор; Ишимов А.М., аспирант Фрайбергской ГА

При проектировании хвостохранилищ одной из основных задач является определение длины фронта намыва пульпы.

В процессе намыва происходит фракционирование осажденной пульпы по гранулометрическому составу, а также разделение ее на зоны с различным минеральным составом. Как фракционирование, так и разделение на зоны по минеральному составу происходит в результате того, что частицы горной массы имеют различную гидравлическую крупность.

Способность к фракционированию хвостов и разделение на зоны с различным минеральным составом на хвостохранилище в определенной мере является повторным обогащением, что в последствии в значительной мере упростит обработку техногенного месторождения [1, 2].

На хранилищах сброс осуществляется в местах наиболее приближенных к дамбе обвалования. Движение гидросмеси происходит в направлении от дамбы обвалования. Учитывая аккумуляцию определенного количества жидкой фазы на поверхности хранилища, поток гидросмеси можно разделить на два участка: надводный и подводный (рис. 1).

Как правило, уклон откоса пляжа  $\alpha$  в среднем составляет  $0,5 \div 1,5^0$  С [2]. На этом участке происходит осаждение частиц, имеющих наибольшие размеры и плотность.

В месте вливания надводного потока пульпы в аккумулярованную жидкую фазу формируется подводный поток (рис. 2). При движении подводного потока происходит его подтормаживание из-за вовлечения в него частиц окружающей жидкости. Согласно теории пограничного слоя Прандтля рассеяние потока пульпы обусловлено действием турбулентного обмена между струей и окружающей жидкостью, а причиной зарождения вихрей на границе между потоком и аккумулярованной жидкой фазой является вязкость. Эти вихри, затормаживая движение потока, способствуют увеличению массы потока за счет вовлечения в движение с ним жидкости извне. Толщина турбулентного пограничного слоя возрастает в направлении течения потока.

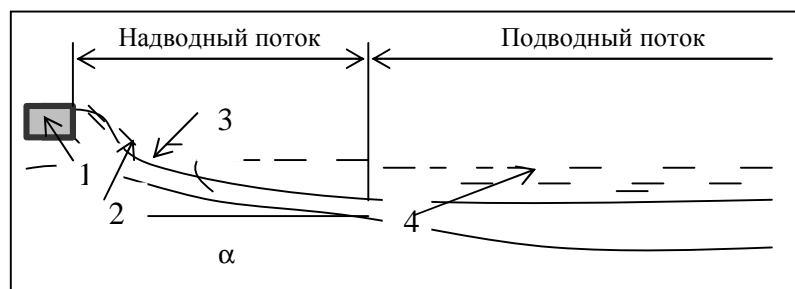


Рис. 1. Схема формирования надводного и подводного потока гидросмеси: 1 — пульпопровод; 2 — надводный поток гидросмеси; 3 — пляж гидротвала; 4 — аккумулярованная жидкая фаза.

Структура потока характеризуется геометрическими (длина начального участка, угол его расширения) и гидравлическими (начальная скорость истечения пульпы из распределительного пульпопровода и осевая скорость) параметрами [3].

Со своей внешней стороны пограничный слой подводного потока соприкасается с неподвижной жидкостью, накопившейся на поверхности хранилища, а с внутренней он переходит в ядро постоянных скоростей, в котором скорость подводного потока равна скорости потока  $U_{xm}$ , вливающегося в накопленную жидкую фазу (рис. 2). Участок, по длине которого скорость в центральной части подводного потока равна скорости потока гидросмеси, вливающейся в образовавшийся прудок, называется начальным участком. Центральная часть потока на его начальном участке называется ядром потока. В ядре потока скорость равна скорости пульпы, вливающейся в прудок.

Сечение, в котором в центральной части подводного потока скорость его еще равна скорости вливающейся пульпы, называется переходным сечением. За переходным сечением скорость подводного потока в любой его точке меньше, чем скорость в ядре потока [4].

За переходным сечением скорость подводного потока все больше уменьшается как по ширине, так и по глубине.

Характер распределения скорости подводного потока по его оси определяется согласно выражению Г.Н. Абрамовича:

$$\frac{U_{x0}}{U_{xm}} = \frac{1,2}{\sqrt{\left(\frac{2K_0L}{b}\right) + 1,44}}$$

где  $U_{x0}$  – осевая скорость рассматриваемого произвольного сечения подводного потока на его поверхности, м/с;  $U_{xm}$  – скорость подводного потока в начальном сечении, м/с;  $K_0$  – константа, значение которой уменьшается по мере удаления от начального сечения: в начальном сечении,  $K_0 = 5-6$ , в переходном -1, в сечении подводного потока на основном участке – 0,5 -1;  $L$  – расстояние между рассматриваемым и начальным сечениями, м;  $b$  – ширина потока в начальном сечении, м.

Если твердая фаза пульпы представлена одним минералом и имеет разную крупность, то при осаждении наблюдается фракционирование по крупности вдоль оси подводного потока.

Если же твердые частицы гидросмеси представлены разными минералами и частицы имеют разную крупность, то при осаждении будет наблюдаться как фракционирование по крупности, так и

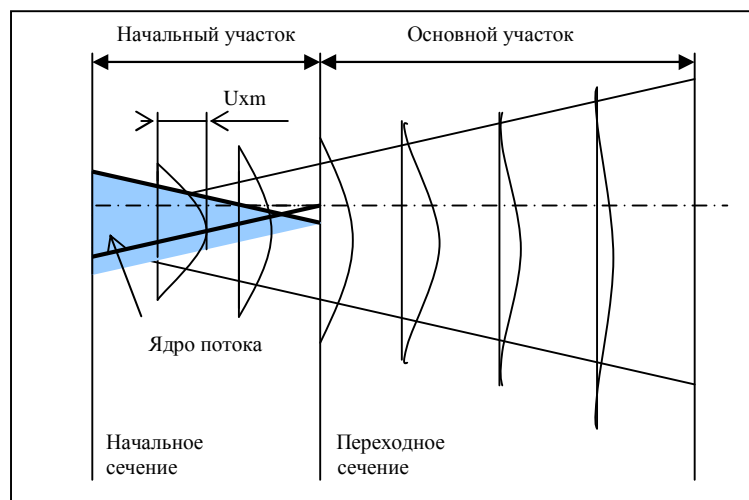


Рис. 2. Схема формирования подводного потока

зональное отложение по плотности минеральных частиц.

Необходимый контроль геометрических и гидравлических параметров структуры потока может быть достигнут посредством выбора необходимых скоростных характеристик потока пульпы, гидравлических параметров пульпы и рациональной технологии намыва хвостов.

Выделенные особенности формирования подводного потока гидросмеси могут быть использованы при гидравлическом складировании отходов промывки глинистых зернистых фосфоритов. Отходы содержат 9-12%  $P_2O_5$ , сосредоточенного, главным образом, во франколите, отличающегося по физико-механическим свойствам от пустых пород.

Поэтому на первом этапе необходимо исследовать процесс распределения минералов по площади и в вертикальном разрезе при гидравлическом складировании минерального сырья. Это позволит отработать такие параметры гидравлического транспортирования, которые будут способствовать концентрации полезных минералов в определенных зонах хранилища. В результате может быть образовано техногенное месторождение с заданным распределением полезных компонентов, которые рассматриваются в качестве сырьевых ресурсов будущих периодов при дальнейшем освоении месторождений зернистых фосфоритов Джерой-Сардаринской группы.

**Список литературы:**

1. Мелентьев В.А. Гидротехнические сооружения. М., Энергия. 1978.
2. Рекомендации по проектированию сооружений хвостохранилищ Л., Стройиздат, 1977.
3. Малухин Н.Г. Курс лекций «Гидротранспорт», МГГРУ. 1998.
4. Арнс В.Ж. Сквaziнная гидродобыча твердых полезных ископаемых. М., Недра. 1980.

# ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ ВЫБОРА КОМПЛЕКСОВ САМОХОДНОГО ОБОРУДОВАНИЯ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ЖИЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Лобанов В.С., начальник лаборатории ГР «O'zGEOTEХLITI»; Шакаров Я.И., ведущий инженер горного отдела НГМК; Рахимджанов А.А., зам. главного инженера проектов «O'zGEOTEХLITI»; Мухитдинов А.Т., инженер лаборатории ГР «O'zGEOTEХLITI»; Киселенко А.С., ведущий инженер лаборатории ГР «O'zGEOTEХLITI»

Горнотехнические условия месторождений Чармитанского рудного поля, а также специфика разработки месторождений жильного типа Республики Узбекистан (малая выемочная мощность, небольшие сечения, сравнительно небольшой объем руды в блоках и т.д.) ограничивают применение существующих, наиболее распространенных типов самоходного оборудования, большей частью крупнобаритного, предназначенного для разработки мощных и средней мощности рудных тел (табл. 1-6).

В настоящее время многие фирмы разработали несколько типов легкого самоходного оборудования, способного выполнять в узких выработках основные операции технологического цикла (бурение шпуров и скважин, погрузку и доставку горной массы и т.д.). Самоходное оборудование применяется при проходке подготовительных выработок, на очистных работах при подэтажных штреках, системах с закладкой и подэтажном обрушении с торцевым выпуском руды, и наибольшее распростране-

ние получило в Канаде, США, Италии, Австралии, ЮАР.

В нашей Республике самоходное оборудование используется на рудниках ОАО «АГМК» при разработке мощных рудных залежей (шахта Кызылалмасай Ангренского РУ и рудник Каульды) системами подэтажного обрушения и горизонтальными слоями с закладкой. Комплекс самоходных машин, используемый на рудниках, включает в себя:

- самоходные буровые каретки с дизельным приводом на 1-2 пневматических перфоратора фирм Тамрок, Атлас Копко, (последние поступили недавно) марки Бумер 104 с гидроперфоратором СОР 1238;

- погрузочнотранспортные машины грузоподъемностью 3-5 т фирм АРА, Кавасаки, Фадрома (ТОРО, КСС-7, ЛК-007 соответственно);

- транспортировка горной массы на поверхность осуществляется автосамосвалами МоАЗ Могилевского завода грузоподъемностью 20 т (рис.).

Опыт применения комплексов самоходного обо-

рудования на золотодобывающих рудниках Узбекистана выявил целый ряд факторов, которые обуславливают недостаточный уровень использования самоходных машин:

Таблица 1

**Основные технические характеристики самоходных буровых установок для очистных работ**

Показатели	Марки (фирмы)		
	Симба, Юниор, Спешел (Атлас Копко, Швеция)	Симба-Н-157 (Атлас Копко, Швеция)	Соло 1Л Сандвик (Тамрок, Финляндия)
Сечение выработки, мхм	2 x 2	6 м <sup>2</sup>	6 м <sup>2</sup>
Количество бурильных машин	1	1	1
Диаметр скважин, мм	48-64	48-64	48-64
Глубина бурения, м	30	32	30
Тип перфоратора	ВВС 120F (пневматический)	СОР-1238 (гидравлический)	ТАМРОКx2Лx x16-21 квт
Податчик	BMS 46S	ВМН 2300	ЛХФ 2003-4-5
Направление бурения	Круговой веер 360° Парал.скваж.	Круговой веер 360° Парал.скваж	Круговой веер 360° парал.скваж полувеера, накл. веер
Радиус поворота, м: внешний внутренний		4,40 2,50	5,0 3,4
Тип привода	передвижной	Самоходное шасси ДС-4С, идентичный Бумер-104	Самоходное шасси 1хСК, идентичный Минибур 1Ф
Транспортные размеры, м			
- длина	1,94x1,42x0,65	9460	6450
- ширина		1220	1200
- высота		1990	2150 или менее
Масса, кг	500	8800	7500



Рис. 1. Вновь прибывшие автосамосвалы МоАЗ-7405 на один из рудников Узбекистана

- отсутствие фронта работ, неудовлетворительная подготовка рабочих забоев и состояние подземных дорог, недостаточное применение многозабойной работы машин, несоответствие форм организации труда, разнотипность оборудования, конструктивные и технологические недостатки машин, их низкая эксплуатационная надежность и долговечность (особенно это относится к оборудованию, выпускаемому на машиностроительных заводах бывшего СССР);

- недостаточный уровень эксплуатации и ремонта оборудования, несвоевременное обеспечение запасными частями, высокостойким буровым инструментом и резиновыми шинами, горючесмазочными материалами соответствующих марок.

При выборе комплекса самоходных машин для условий рудника Зармитан необходимо руководствоваться следующими принципами.

1. Предлагаемые технология и техника должны обеспечить комплексную механизацию всех процессов и операций, а также организацию работ, обеспечивающую

**Таблица 2**

**Основные технические характеристики самоходных буровых установок основных фирм для проведения горизонтальных выработок**

Показатели	Марки (фирмы)				
	Микро-Пантофор (Монтабер) Франция	Бумер 104-1298 (Атлас Копко, Швеция)	Минибур 1Ф (Сандвик Тамрок, Финляндия)	Бумер 282 (Атлас Копко, Швеция)	Аксера 006-240 (Сандвик Тамрок, Финляндия)
Сечение выработки, м <sup>2</sup>	3,5-9	6-20	4-18	8-45	9-60
Количество бурильных машин	1	1	1	2	2
Диаметр шпуров, мм	28-45	41-51 (48-64)	41-51 (51-64)	43-51	43-51
Тип податчика	АСН	ВМН-2300	КС-140Гх25	ВМН 2600	TF 500-12
Тип гидроперфоратора	НС-40	СОР 1238	ГЛ-300С	СОР 1432	HLX5
Длина штанг, Ø25 мм	1820,2440	2500, 3000	2500, 3000	3000,3700	3000,4800
Угол поворота полурам относительно друг друга, град.	±35°	±40°	±30°	±41°	±37°
Тип привода	Дизель, электрический	Дизель	Дизель	Дизель	Дизель
Тип дизеля	Дойц F3L912W	Дойц F4L912W	Дойц F3L912B	Дойц F5L912W	Дойц BF4M2012
Мощность, кВт	31	42	30	55	74
Преодолеваемый уклон, %	40	25	28	25	35
Скорость передвижения, км/ч	2,5; 5	8 (по гориз)	6	4,5; 13	12
Радиус поворота, м внешний внутренний	4,2 2,7	4,4 2,53	5,0 3,4	5,5 3,0	6,5 3,7
Размеры установки, мм длина ширина высота	6150 1050 1390	9770 1220 1985	8500 1200 1850	11430 1976 2300	12470 1900 2345
Масса, кг	4500	8300	7000	17500	19500

**Таблица 3**

**Основные технические характеристики подземных автосамосвалов**

Показатели	Марки (фирмы)				
	MT2000 (Атлас Копко, Вагнер, Швеция)	MT431B (Атлас Копко, Вагнер, Швеция)	ЕЖС-20 (Сандвик, Тамрок, Финляндия)	ТОРО40Д (Сандвик, Тамрок, Финляндия)	ЕЖС-20 (Сандвик, Тамрок, Финляндия)
Габариты выработки (рекомендуемые) ширина x высота	4x5	5x5	4,6x4,8	5,5x4,8	4,7x4,8
Грузоподъемность, кг	20000	28100	20000	40000	28000
Двигатель	Детройт ДДЕС111 серия 50 224кВт	Детройт ДДЕС111 серия 60 298кВт	Детройт ДДЕС111 серия 50 207кВт	Детройт ДДЕС111 серия 60 352кВт	Детройт ДДЕС111 серия 60 298кВт
Рабочая масса, кг (пустой)	18900	29270	19051	30700	25265
Ширина по кузову, мм	2209	2794	2438	3036	2896
Радиус поворота, мм внутренний внешний	4637 7489	4651 8571	4318 7696	4944 9000	4343 8382
Высота по козырьку, мм	2424	2741	2438	2670	2667
Высота подъема кузова, мм	4418	5460	5130	5780	5258
Совместим с ПДМ	ST-3,5 ST-710 ST-1020	ST-1020	ТОРО301	ТОРО007	ТОРО007
Совместим с буровыми установками	Бумер281Бумер282	Бумер282	Аксера006	Аксера006	Аксера006

Таблица 4

Основные технические характеристики погрузочно-транспортных машин для проведения выработок и очистных работ

Показатели	Марки (фирмы)							
	Эймко 911С (Эймко-Секома, Франция)	Микро-скуп100 (Сандвик, Тамрок, Финляндия)	ST-2D (Атлас Копко, Вагнер, Швеция)	ТОРО151 (Сандвик, Тамрок, Финляндия)	ST710 (Атлас Копко, Вагнер, Швеция)	ТОРО301 (Сандвик, Тамрок, Финляндия)	ST1020 (Атлас Копко, Вагнер, Швеция)	ТОРО007 (Сандвик, Тамрок, Финляндия)
Габариты выработки (рекомендуемые) ширина x высота, м	1,83x1,83	1,9x2,0	2,4x2,9	2,8x2,5	2,9x3,7	3,6x3,2	3,3x3,9	4,2x3,5
Грузоподъемность, кг	2270	1000	3630	3500	6500	6200	10000	10000
Емкость ковша, м <sup>3</sup>	0,76	0,54	1,5	1,5	3,0	3,0	5,0	4,6
Двигатель	Дойц F3L812	Листер Петер 30 кВт	Дойц F6L912W 61кВт	Дойц F6L912W 52кВт	Детройт ДДЕС111 серия 40 149кВт	Дойц F6L413W 102кВт	Детройт ДДЕС111 серия 50 187кВт	Детройт ДДЕС111 серия 50 187кВт
Рабочая масса, кг (пустой)	4080	3200	11540	8700	18000	16600	27200	26200
Ширина по ковшу, мм	1220	1050	1651	1480	2140	2130	2490	2550
Радиус поворота, мм внутренний внешний	1220 2570	1838 3191	2635 4797	2735 4730	3230 5970	3030 5800	3450 6775	3285 6515
Высота по козырьку, мм	1150	1939	2086	1840	2140	2200	2355	2395
Высота подъема ковша, мм	----	2321	3732	3500	4374	5020	5060	5377
Совместим с самосвалами	----	----	----	----	MT2000		MT4368	
Совместим с буровыми установками	Микро Пантофор	Микро Пантофор	Бумер104	Минибур1Ф	Бумер281	Аксера 006	Бумер 282	Аксера 006

ритмичную выдачу руды в заданном объеме, возможность многозабойного использования комплексов самоходного оборудования [1].

2. Предлагаемая технология, учитывая специфику разработки жильных месторождений, должна обеспечить минимальный прихват пустых пород, возможность размещения части извлекаемых пустых пород в отработанном пространстве блоков.

3. При выборе машин и механизмов учитывать возможность использования в них унифицированных однотипных агрегатов (коробка передач, гидротрансформатор, мосты, шины, перфораторы, насосы, аппаратура управления, агрегатные блоки к дизельному двигателю и т.д.).

4. Применение значительного количества самоходной техники потребует больших объемов свежего воздуха для проветривания забоев и разжижения выхлопных газов, образующихся при работе машин. Поэтому, возможно, потребуются переход всего рудника на гидрофицированное буровое оборудование и использование на подэтажах электрофицированных машин или применение ПТМ с комбинированным приводом (дизельным и электрическим). Очевидно, что при выборе самоходного оборудования необходимо ориентироваться на их максимальное использование, особенно буровых кареток, как машин имеющих наиболее низкий коэффициент использования во времени.

Выбор типа буровых кареток имеет крайне важное значение, так как их параметры должны обес-

печивать проходку горных выработок от минимальных сечений до принятых основных сечений (от 4 м<sup>2</sup> до 12-14 м<sup>2</sup>), без учета проходки вскрышающих выработок.

Выбор оборудования для бурения шпуров и скважин можно осуществить реализацией двух направлений:

1. Использование самоходных буровых кареток ведущих западных фирм типа «Монтабер», «Эймко-Секома» и «Атлас Копко», производящих малогабаритные самоходные каретки шириной до 1,2 м, позволяющие обуривать забой сечением от 3,5 до 14 м<sup>2</sup>.

2. Использование буровых блоков доставляемых в забой базовой машиной, которая имеет многоцелевые функции с использованием модульных блоков.

При выборе погрузочно-транспортных машин следует учитывать возможность заезда машины на подэтаж, поэтому погрузочно-транспортные машины придется использовать двух типоразмеров:

I-го типоразмера – для доставки горной массы на расстояние до 100 м и грузоподъемностью до 2-3 т (емкость ковша 1-1,5 м<sup>3</sup>);

II-го типоразмера – для доставки горной массы от участкового рудоспуска до погрузочного узла транспортного уклона на расстояние до 500 м (ёмкость ковша 2-3 м<sup>3</sup>).

Для доставки горной массы до участкового рудоспуска наиболее благоприятно использование машин «Скубтрэм» фирмы «Вагнер» модификации

Б, имеющих более меньшие габаритные размеры, в частности машину СТ-2Б. Кроме указанной машины на большинстве рудников разрабатывающих жильные месторождения наиболее часто используется ПТМ «Эймко -911С» (Англия). Обе эти машины имеют ряд унифицированных однотипных агрегатов.

Машины второго типоразмера желательнее выбирать этих же фирм, хотя здесь выбор значительно больше, так как машины этого типа выпускаются целым рядом зарубежных фирм.

Исходя из технических характеристик основных типов машин, определены минимальные параметры (ширина и высота) подготовительных выработок при эксплуатации различного самоходного оборудования.

Сечение выработок определялось из условия безопасного движения по ним рассматриваемого самоходного оборудования. Минимальный зазор, согласно требованиям ЕПБ, между наиболее выступающей частью выработки и машиной принят 0,5 м. Рассматривались сечения горных выработок двух типов: - с зазором 1,2 м по ширине со стороны прохода для людей и 0,5 м – с противоположной стороны и вариант без прохода людей, то есть зазором по 0,5 м. Для погрузочно-транспортных машин в сечении выработок учитывалась необходимость установки двух ставов вентиляционных труб диаметром 600 мм. Для буровых кареток в сечении выработки вентиляционные трубы не учитывались потому, что положение буровых кареток было принято непосредственно в забое, при условии отставания вентиляционных труб от забоя на 10 м.

Сечение выработок под самоходное оборудование было принято прямоугольно-сводчатой формы. Минимальные параметры горных выработок в свету при применении штангового крепления, как наиболее эффективного при эксплуатации самоходного оборудования, приведены в табл. 5.

В зависимости от сечения выработок можно выделить возможные комплексы самоходного оборудования (табл. 6).

С учетом конструктивных возможностей самоходных машин класс сечений 1, 2 рационально объединить, при одновременном снижении объемов проходки выработок сечением до 5 м<sup>2</sup>. При этом рациональные области применения проходческих самоходных машин могут изменяться от условий и задач проходки при обустройстве забоя с одной установки. С учетом отмеченного, наиболее рациональными комплексами самоходного оборудования для рудника Зармитан будут следующие три комплекса:

**Таблица 5**

**Минимальные параметры подготовительных и нарезных выработок при эксплуатации различного самоходного оборудования**

Название машин	Параметры горных выработок с зазорами по ширине, м					
	1,2x0,5			0,5x0,5		
	Ширина, мм	Высота, мм	Сечение, м <sup>2</sup>	Ширина, мм	Высота, мм	Сечение, м <sup>2</sup>
<b>Погрузочно-транспортные машины</b>						
Эймко 911С	2920	2050	5,4	2220	2050	4,5
Микроскуп 100	2750	2500	6,25	2050	2500	4,7
ST-2D	3350	2935	9,0	2650	2935	7,0
ТОРО 151	2780	2750	7,0	2480	2750	6,2
ST-710	3840	3440	12,0	3140	3440	9,8
ТОРО 301 DL	3830	3040	10,6	3130	3040	8,7
ST-1020	4190	3655	14,0	3490	3655	11,6
ТОРО007	4250	3520	13,6	3550	3520	11,4
<b>Буровые каретки</b>						
Микро-Пантофор	2750	1890	4,7	2050	1890	3,5
Бумер 104-1238	2920	2485	6,6	2220	2485	5,0
Минибур 1Ф	2900	2350	6,2	2200	2350	4,7
Бумер 282	3676	2800	9,4	2976	2800	7,6
Аксера 006-240	3600	2845	9,3	2900	2845	7,5

**Таблица 6**

**Возможные комплексы самоходного оборудования в зависимости от сечения выработок**

Класс сечений	Сечение, м <sup>2</sup>	Погрузочно-транспортные машины типа	Буровые каретки типа
I	До 5	Эймко 911С Микроскуп 100	Микро-Пантофор
II	5-7	Микроскуп 100 ТОРО151 ST-2D	Бумер104, Минибур 1Ф
III	7-10	ST-2D ТОРО151 ТОРО301DL ST-710	Бумер104, Минибур 1Ф Бумер282 Аксера 006-240
IV	10-14 и выше	ТОРО301DL ST-710 ST-1020 ТОРО007	Бумер282 Аксера 006-240

1 класс выработок – сечение до 7,5 м<sup>2</sup>; одностреловые буровые каретки типа Бумер 104, Минибур 1Ф; погрузочно-транспортные машины типа ТОРО 151, ST-2D.

2 класс выработок - сечение от 7,5 до 12,5 м<sup>2</sup>; двухстреловые каретки типа Бумер 281, 282, Аксера 006-240; погрузочно-транспортные машины типа ТОРО 301DL, ST-710.

3 класс выработок - сечение от 12 - 14 м<sup>2</sup> и выше; двухстреловые каретки типа Бумер 282, Аксера 006-240, погрузочно-транспортные машины типа ТОРО 007, ST-1020, ST-710.

**Список литературы:**

1. Проспекты фирм Сандвик - Тамрок, Атлас Колпо, Эймко-Секома, Монтоберт

## ГОРНО-ТРАНСПОРТНЫЕ КОМПЛЕКСЫ И МАШИНЫ ОАО «АЗОВМАШ»

Полищук В.Д., заместитель генерального директора ОАО «Азовмаш»; Бодло Н.В., заместитель главного конструктора по ГРО ОАО «Азовмаш»

Открытое акционерное общество "Азовмаш" - одно из крупнейших машиностроительных предприятий Украины, известный на мировом рынке поставщик железнодорожного транспорта, металлургического, горнорудного и подъемно-транспортного оборудования, авиационных топливозаправщиков, стационарных средств заправки топливом гражданской и военной авиации, оборудования для заправки ракет космического и боевого назначения, большегрузных автотопливовозов, емкостей и оборудования для подземного и наземного хранения сжиженных углеводородных газов, бронетехники и других видов продукции (рис. 1-8).

Современный "Азовмаш"- это уникальный на-

учно-производственный комплекс с полным циклом - от генерации маркетинговых и технических идей до их воплощения в производстве. Одной из главных особенностей "Азовмаша" является способность быстро реагировать на изменения маркетинговой ситуации и также быстро трансформировать производство на выпуск новой продукции, удовлетворяющей индивидуальным требованиям своих постоянных и новых заказчиков. Неизменно следуя своим главным принципам - от принятых решений к их безусловной реализации - от идеи до результата, "Азовмаш" уверенно развивается по пути технико-экономического подъема и дальнейшей интеграции с мировой промышленной средой.

Наибольшую долю в годовом объеме производства ОАО "Азовмаш" занимает продукция вагоностроения. В номенклатуре данного вида продукции – более 40 видов ж/д цистерн и контейнер-цистерн, крытые вагоны, полувагоны, контейнеровозы и т.д.

Производство тяжелого машиностроения специализируется на выпуске металлургического оборудования (оборудование для доменных цехов, в т. ч. с печами объемом до 5000 м<sup>3</sup>; кислородно-конверторных комплексов для производства стали, в том числе с конверторами вместимостью от 5 до 400 т) и подъемно-транспортной техники (портальных кранов грузоподъемностью от 32 до 160 т, козловых кранов и перегружателей грузоподъемностью от 20 до 630 т, мостовых кранов грузоподъемностью от 15 до 40 т и специальных кранов грузоподъемностью от 40 до 400 т).

Сегодня "Азовмаш" имеет тесные партнерские связи и поставляет свою продукцию более чем в двадцать стран мира, среди которых страны СНГ: Россия, Узбекистан, Казахстан, Азербайджан, Туркменистан; страны



Рис. 1. Экскаватор ЭРП-2500 на разрезе «Бородинский»



Рис. 2. Горные машины ОАО «Азовмаш» на разрезе «Березовский»

дальнего зарубежья: Венгрия, Индия, Югославия, Пакистан, Алжир, Египет, Турция, Германия и многие другие.

Особым сегментом производства тяжелого машиностроения ОАО «Азовмаш» с 1960 г. становится горно-рудное оборудование, что было обусловлено преимущественным применением открытого способа разработки полезных ископаемых в развитии мировой горнодобывающей промышленности.

Одним из главных видов этой продукции стали горно-транспортные комплексы непрерывного действия производительностью от 1500 до 8000 м<sup>3</sup> горной массы в час.

Роторные комплексы формируются из различных машин в зависимости от технологии ведения горных работ в карьере – роторные шагающе-рельсовые и гусеничные экскаваторы (вскрышные и добычные), отвалообразователи, перегружатели забойные и межступенные, мостовые погрузочные устройства, системы конвейеров, кабельные передвигчики и вспомогательное оборудование.

Отлично зарекомендовал себя первенец ОАО «Азовмаш» - роторный экскаватор на трехопорном гусеничном ходу с повышенным усилием резания – ЭРП-2500 на угольных разрезах Экибастуза и Красноярского края. Более 20 лет ЭРП-2500, заводской № 3 и № 4, на разрезе «Бородинский» являются флагманами добычи угля, работая на пластах без проведения буровзрывных работ.

В наиболее полном объеме роторные комплексы производства ОАО «Азовмаш» представлены на разрезе «Березовский» Красноярской угольной компании, г. Шарыпово – два добычных комплекса производительностью 5250 м<sup>3</sup>/ч (экскаватор – перегружатель забойный – система конвейеров) и два вскрышных (экскаватор – перегружатель вскрышной – перегружатель межступенный – отвалообразователь), успешно работающих в сложных горно-геологических и климатических условиях (годы поставки 1982-1990).

Для послойной укладки сыпучих материалов в штабель и забора из штабеля в условиях открытых складов ОАО «Азовмаш» производит укладчики-



Рис. 3. Перегрузатель межступенный ПМД - 5250



Рис. 4. Отвалообразователь ОШС - 4000/125

заборщики роторные (УЗР – 1000) в комплексе с конвейером склада.

Конвейерно-отвальные комплексы производства ОАО «Азовмаш» получили свое развитие в 70-х годах прошлого века с поставок на Каратау, Казахстан и Криворожский СевГОК, Украина.

Накопленный опыт в дальнейшем позволил создать уникальные по своей конструкции отвалообразователи ОШС-4000/125 в составе конвейерно-отвального комплекса производительностью 6800 т/ч для крепких крупнокусковых пород на карьере Мурунтау Навоийского горно-металлургического комбината. Аналогичные комплексы были поставлены на угольный разрез «Бачатский» Кемеровской области и прииск «Удачный», Якутия, для добычи алмазов в условиях Крайнего Севера.

Все горные машины производства ОАО «Азовмаш» прошли доводку и модернизацию в условиях



Рис. 5. Перегрузатель КНК-30 на стадии монтажа



Рис. 6. Монтаж фермы

действующих с начала эксплуатации сервисных пунктов технического обслуживания.

В 2001 г. специалистами ОАО «Азовмаш» проведено техосвидетельствование отвалообразователей ОШС-4000/125 заводской № 1 и № 2, на карьере Мурунтау с продлением срока службы на 5 лет, что еще раз подтвердило высокий уровень примененных конструктивных решений и качества изготовленного оборудования.

ОАО «Азовмаш» оказывает консультативную помощь, поставляет запасные части и модернизированные узлы на действующие машины собственного производства, а также других поставщиков в рамках техперевооружения горнодобывающих предприятий Украины, России, Казахстана и Узбекистана. Созданный в 1960 г. на ОАО «Азов-

маш» конструкторский отдел экскаваторостроения становится в 1986 г. головным институтом Минтяжмаша СССР по проектированию оборудования циклично-поточной технологии открытых горных работ.

Сегодня Главной специализированный конструкторско-технологический институт (ОАО «ГСКТИ»), структурное подразделение ОАО «Азовмаш», это мощный научно-технический потенциал, способный обеспечить комплекс научно-технических работ, начиная от разработки до воплощения в металле.

Гарантией высокого уровня разработок является квалификация конструкторов и технологов, современные методы проектирования с использованием компьютерных технологий и значительный опыт в области конструирования горнорудного оборудования. Как правило, в проектах машин учитываются все пожелания заказчиков. При необходимости привлекаются к работе ведущие организации и институты СНГ. Все эти слагаемые успеха в области создания горной техники в конечном итоге определили ОАО «Азовмаш» разработчиком и изготовителем основного оборудования мобильно-дробильного перегрузочного комплекса – крутонаклонного перегрузателя КНК-30 и питателя ППС-2000 для карьера Мурунтау.

В конце прошлого века возрастающая интенсификация производственных процессов привела к резкому углублению разрабатываемых разрезов и карьеров, что значительно увеличило долю расходов на транспортирование насыпных грузов в общей себестоимости добычи полезных ископаемых.

Особенно велико влияние глубины разработки на технико-экономические показатели добываемых полезных ископаемых при циклических видах транспорта — автомобильном и железнодорожном, имеющих к тому же известные ограничения по объемам перевозок.

Повышение единичной мощности транспортно-оборудования лишь частично решает проблему увеличения добычи с глубоких горизонтов разрезов и карьеров.

Эффективным решением в этих условиях является прямая передача насыпных грузов с горизонта на горизонт, со дна карьера на его поверхность по кратчайшему пути с использованием двухленточных крутонаклонных конвейеров.

Идея создания крутонаклонных конвейеров обсуждалась в научно-технических изданиях более 30 лет, однако не была реализована в металле ни одним из ведущих производителей горной техники Европы и стран СНГ.

Впервые основные технические параметры дробильно-перегрузочного комплекса с применением крутонаклонного перегружателя КНК-30 были определены ведущими специалистами НГМК.

Рабочий проект был выполнен конструкторским отделом горнорудного и кранового оборудования ОАО «ГСКТИ» в сентябре 2004 г. и уже в мае 2005 г. ОАО «Азовмаш» завершил поставку узлов и механизмов КНК-30.

Реалии ведения монтажа на штатном месте эксплуатации в условиях действующего карьера изначально требовали своего решения на стадии разработки рабочего проекта, и как показал монтаж, были успешно реализованы. Во многом успех выполнения монтажных работ был определен и грамотными действиями шефперсонала ОАО «ГСКТИ», осуществлявшего техническое сопровождение и авторский надзор.

В настоящее время в стадии завершения находится монтаж ленточного питателя скального ПЛС-2000, входящего в состав комплекса МДПК.

Ленточные питатели для скальных пород являются новой техникой на горно-добывающих предприятиях, пришедшей на смену более сложным и дорогостоящим в эксплуатации пластинчатым питателям.

Поставленный ОАО «Азовмаш» питатель для комплекса МДПК является плодом совместных согласованных решений ведущих специалистов эксплуатационников АС «Поток» НГМК и конст-



Рис. 7. Главный механик НГМК Кодоев В.С. (справа), главный механик Центрального рудоуправления Хутиев Л.А. (слева) и ведущий конструктор ОАО «ГСКТИ» Олейник С.Л. (в центре) обсуждают ход монтажа КНК-30 на карьере Мурунтау



Рис. 8. Монтаж КНК-30

рукторов ОАО «ГСКТИ». В его конструкции заложен целый ряд новых конструктивных решений, повышающих его эксплуатационные характеристики, надежность и долговечность.

Революционный подход НГМК в решении проблемы глубоких карьеров находится под пристальным вниманием многих горнодобывающих предприятий Украины, России, Казахстана. ОАО «ГСКТИ», основываясь на накопленном опыте проектирования и монтажа комплекса МДПК, за истекший год разработал несколько технических предложений в рамках ТЭО на оборудование ЦПТ с применением крутонаклонных конвейеров для предприятий вышеуказанных стран.

## ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ КОЛЕБАНИЯ ЗАЩИТНЫХ СООРУЖЕНИЙ

**Сафаров И.И.**, профессор кафедры «Технология машиностроения» БухТИП и ЛП, докт. физ.-мат. наук, **Жураев Т.О.**, старший преподаватель кафедры «Технология машиностроения» БухТИП и ЛП; **Носирова Ш.Н.**, доцент кафедры «Автоматизированное управление и информационные технологии» НГТИ, канд. тех. наук

Мы проводили крупномасштабные экспериментальные исследования фрагментов прямоугольного защитного сооружения специально произведенных взрывов различной мощности на разных расстояниях от сооружения. Решались следующие задачи по определению: перемещения почвы и абсолютных перемещений сооружений в различных точках по всем трем составляющим системы прямоугольных координат в пространстве; изменения напряжения в грунте при прохождении взрывных волн; деформации (или с ее помощью напряжения) точек сооружений при действии взрывных нагрузок; скорости распространения взрывных волн; скорости и ускорения грунтов и сооружений с целью определения инерционных (неинерционных) нагрузок при распространении взрывных волн; перемещения грунта относительно сооружения и параметров взаимодействия системы сооружение - грунт; изменения всех названных кинематических и динамических параметров сооружения и грунта в зависимости от мощности взрыва, расстояния, грунтовых условий и материалов самого сооружения. Затем результаты теоретических исследований сопоставлялись с экспериментальными данными (рис. 1, 2, табл. 1, 2).

Для изучения физико-механических свойств грунтов, исследовано 6 образцов. Установлено, что содержание мелкого песка составило - 21,2%, пылеватых частиц - 56,2%, глинистых - 22,6%. Выявлена довольно высокая засоленность и водонасыщенность. На глубине 2,0 м фракции распределены равномерно; доля песка с диаметром частиц 1,00 - 0,05 мм равна 17-28%; пылеватых фракций 47 - 53%, глинистой 16 - 28%. Максимальная влажность колеблется от 17 до 25%. Естественная влажность в слое 0,0-2,0 м изменялась от 14,2% до 23%. Наиболее влажными оказались грунты на глубине 5 м. Для исследования прямоугольных сооружений использованы тонкостенной и средней толщины железобетонные и стальные образцы, следующих размеров: из стали  $l = 3,0$  м,  $5 = 0,009$  м, из железобетона  $L = 2,0$  в сооружениях и прилегающих к ним участках грунта установлены сейсмо-приемники типа ОСП-2М, ВЭГИК, СМ-3 для измерения перемещений  $i, j, w$ ; скоростей  $\dot{v}, \dot{v}_j, \dot{w}$ , и ускорений  $\ddot{v}, \ddot{v}_j, \ddot{w}$ , по направлениям ОХ, Оу, ОZ. С целью исследования распространения сейсмозврывных волн в зоне изучаемых сооружений вдоль профиля различ-

ной протяженности и глубины установлены сейсмоприемники и датчики напряжений, которые позволяли регистрировать изменения параметров грунта при динамических процессах от действия взрыва. Установка регистрирующих приборов в сооружение велась с учетом интенсивности взрыва, прочности приборов и максимальной чувствительности канала, степени детализации волновой картины на различных эпицентральных расстояниях. Запись смещения скоростей и ускорений производилась с помощью гальванометров ГБ-Ш-Б-5, ГБ-Ш-Б-10 и ГБ-IV-VI, установленных в 6 осциллографах Н-700 (Н-041). Сигналы, поступающие с тензодатчиков и датчиков давлений, фиксировались в осциллографах Н-117/1 (Ш-1 15) с использованием гальванометров типа М1005 и МО17. Электрическая схема формирования сейсмометрических и тензометрических каналов приведена на рис. 1. Пуск осциллографов осуществлялся с помощью специальных пусковых устройств, обеспечивающих одновременный пуск всех осциллографов и производство взрыва, а также автоматическую остановку после затухания колебательного процесса.

Это дало возможность определить скорость распространения сейсмозврывных волн в продольном и поперечном направлениях. Движение грунта и образцов сооружения регистрировались на осциллографической бумаге шириной 120 мм, чувствительностью 900-1000 ед. Компоновка каналов регистрируемых параметров грунта и сооружения, кроме нулевой линии и внешнего отметчика, производилась с учётом направленности сейсмозврывных волн, что позволило произвести сравнительную оценку взаимодействия сооружения с грунтом и определить степень затухания волн в грунтовым массиве.

При взрыве заряда проявляются три зоны его действия: зона пластического течения и интенсивного сжатия среды в области 10-15 R заряда; зона упругопластических деформаций в области до 110-120 R заряда; зона упругих деформаций в области 10-20 R и более. Учитывая, что распространение волн в упругой зоне определяется границей очага сейсмических колебаний с помощью методик [1, 2], предварительно рассчитывали расстояние от взрыва до испытываемого объекта, чтобы разместить объекты в зоне упругих деформаций.

Согласно методикам создания взрывных и сейсмозрывных волн с учётом специфики исследуемого объекта нами проведена серия мощных взрывов. Взрывчатые вещества типа аммонита 59/19 укладывались в скважины диаметром 0,15 м на глубинах 7-10 м. В общей сложности было проведено 9 взрывов мощностью 310 - 3212 кг на разных расстояниях от места расположения сооружений. Для изучаемых объектов с целью передачи основной энергии взрыва на исследуемые сооружения были произведены камерные взрывы. Камеры создавались на глубине 7-10 м с помощью предварительных пристрелок с различными массами взрывчатых веществ по 3-10 т для каждого. Полученные камеры загружались основными зарядами со следующей забойкой скважины, при этом взрывы проведены с расстояния 300 м с приближением к исследуемым образцам.

На основе проведенных опытов получено достаточное количество записей изменения параметров, характеризующих напряженно-деформированное состояние подземных сооружений и грунта под действием сейсмозрывных волн. Для получения достоверной информации о характере сейсмозрывных воздействий на опытные сооружения при взрывах следует с достаточной точностью определить значения основных характеристик сейсмографов.

Определение основных параметров и характеристики сейсмической аппаратуры велось известным методом затухающих колебаний. Мы установили сейсмометры в грунте экспериментальной площадки в двух местах: на поверхности над объектом и на расстоянии 60 м от него в сторону центра взрыва. Это дало возможность исследовать кинематические характеристики грунтовой среды и поглощение энергии взрыва вдоль протяженного профиля площадки.

В контрольных точках были установлены три сейсмометра для регистрации продольных смещений, скоростей и ускорений грунта. Основным измерительным пунктом регистрации колебаний грунта при взрывах была вторая точка, где велась регистрация смещений в трёх взаимно перпендикулярных направлениях, скорости и ускорения смещения частиц грунта в главном (продольном) направлении. При взрывах смещения  $u, v, w$ ; скорости  $u_i, v_i, w_i$  и ускорения колебаний  $ii, v_i, w$  сооружения регистрировались 6 сейсмометрами, которые были установлены внутри сооружения. Компонен-

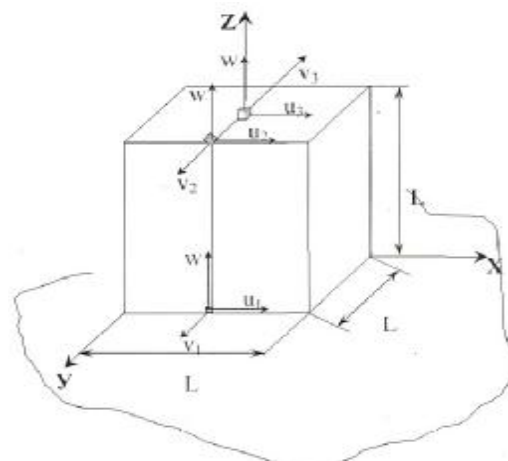


Рис. 1. Расчетная схема

ты колебаний сооружения замерялись по трем взаимно перпендикулярным направлениям (рис. 1).

Для определения основных постоянных сейсмометров и гальванометров мы применили расчетный способ. Произведены 4 записи для каждого сейсмметрического канала: два для сейсмометра, два для

Таблица 1

Номер Канала	Тип установленной аппаратуры	Визуальное изменение периода, с	Направление и параметр записи	Сопротивление проводов	Сопротивление рабочей и катушки сейсмометра, Ом
1-5	ВЭГИК	3,04	Продольная скорость	13,22	51,42
1-1	С-5-С	2,02	Продольное смещение	6,67	82,33
1-3	ВЭГИК	1,74	Поперечное смещение	6,64	45,36
1-4	ВЭГИК	3,07	Вертикальное смещение	3,99	30,53
1-5	ВЭГИК	2,03	Продольная скорость	5,01	32,03
Ш-5	ОСП-Г	0,117	Продольное ускорение	17,97	45,93

Таблица 2

Опыт	Расстояние от эпицентра, м			$S$ , кг/см <sup>2</sup>		$t$ , кг/см <sup>2</sup>	
				$S_A$	$S_B$	$t_A$	$t_B$
2-В	200	240	-	0,26	0,16	-	-
	150	390	-	0,72	0,51	-	-
	120	350	-	1,37	0,86	-	-
	140	300	-	1,31	0,59	-	-
-	-	170	-	-	0,79	0,77	
-	-	190	-	-	2,73	3,0	

гальванометра. По 6 сейсмметрическому каналу получены записи для вычисления основных постоянных сейсмометров и гальванометров. Вычисление основных постоянных сейсмметрических каналов и регулировка сейсмоизмерительной аппаратуры проведены в соответствии с инструкциями [2]. Данные тарировки и результаты вычислений этих параметров приведены в табл. 1 (запись произведена осциллографом Н-04I). Результаты анализа тарировки и подготовки сейсмических приборов до и после экспериментальных исследований для регистрации колебаний объектов при взрывах позволи-

ли сделать следующие выводы: при скорости колебаний объекта > 3,5 см/с необходима дополнительная калибровка установленных на нем приборов. Полученные значения постоянных сейсмометров и гальванометров не должны отличаться от заданных в предыдущем определении более чем на 6-9%. Первичная обработка и подготовка экспериментальных данных состоит из определения возможности использования записи для составления сведений о параметрах сейсмометрических каналов, затем вычисляются амплитудные и частотные характеристики канала регистрации; получается полная информация о характере сейсмозрывных воздействий и поведении надземных специальных защитных сооружений.

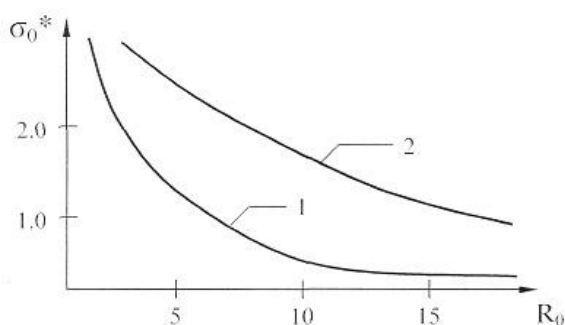


Рис. 2. Изменение  $\sigma_0^* = \frac{S_D}{S_0}$  в зависимости от  $R_0$  при различных  $V$ : 1 -  $V=10^2$ ; 2 -  $V=10$

Сейсмоприемники, расставленные вдоль профиля по поверхности площадки, записывали вступление фронта подающей продольной волны. По записи продольных смещений грунта на площадках № 1 и № 2 определялась скорость распространения продольных волн и разница во времени начала вступления продольной сейсмозрывной волны на площадку № 2 относительно № 1  $t=0,05$ . Зная расстояние между площадками № 1 и № 2, находим скорость распространения продольных волн. Физико-механические свойства грунта и скорости распространения (продольных, поперечных) волн используются при анализе кинематических и динамических характеристик система объект-грунт:

$$C_p = \sqrt{Eg(1 - m_r) / [g_r(1 + m_r)(1 - 2m_r)]}$$

$$C_s = \sqrt{E_r g / [2g_r(1 + m_r)]}$$

Полученные нами данные о смещениях и скоростях колебаний соответствуют измеренные при взрыве колебания, имеющие периоды  $T=0,1-0,176$  с, в некоторых случаях еще меньше. Это соответствует длине сейсмической волны 200-350 м. Следовательно, сейсмические колебания грунта при взры-

вах в отличие от обычных сейсмических характеризуются преобладанием колебаний высоких частот.

По результатам анализа грунта при взрывах на основе расшифровки осциллограмм изучена волновая картина из разных диапазонов эпицентральных расстояний. Установлены моменты выступления волн к исследуемым объектам и по ним определены скорости продольных  $C_p=1850-2000$  м/с и поперечных  $C_s=600-660$  м/с волн на расстояниях 100-290 м от центра взрывов до образцов.

Зная скорости распространения волн в грунтах, можно воспользоваться теоретической формулой для вычисления нормальных и касательных напряжений, возникающих в грунтах, по формуле [2]:

$$s_x = \pm [g / (2p)] [k_c (E_r T / C_p)]$$

$$t_c = \pm [g / (2p)] [k_c (G_r / C_s) T]$$

где  $k_c$  - сейсмический коэффициент;  $E$  - модуль упругости грунта;  $T$  - период колебаний почвы.

Результаты расчетов представлены в табл. 2.

В результате анализа многочисленных экспериментальных данных по записям осциллографов мы попытались построить эмпирические формулы для упругого смещения и скорости колебания частиц грунта [2]

$$u_r = k_1 (\sqrt{Q/R}), \quad J_r = k_2 (Q/R^{3/2})$$

где  $Q$  - масса заряда;  $R$  - расстояние от подземных образцов до места взрыва. Здесь  $U_r$  - смещение грунта, мм;  $U$  - скорость колебания, см/с.

Значение коэффициентов  $k_1$  и  $k_2$  зависит от свойств грунта и колеблется в широких пределах. Для глинистых песчаников  $k_1=5,36$ ,  $k_2=500$ .

Установлено, что напряжения от динамического давления грунта на фундамент объекта при взрывах в 4-6 раз больше, чем напряжения, возникающие в грунте.

На более далеких расстояниях от источника взрыва происходит процесс постепенного плавного вырождения ударных волн в непрерывные, с постепенным нарастанием до максимального значения напряжения.

Для определения напряжения в грунте можно предложить следующую эмпирическую зависимость:

$$S_0(R_0) = BR_0^{-x}$$

где  $R_0 = (R/0,054)^{2/3}$ .

При значениях  $x=2,5$ ,  $15 \leq R_0 \leq 55$  эта формула хорошо согласуется с результатами опытов. Из результатов опытов выявлено, что с увеличением веса заряда  $Q$  - напряжения монотонно увеличивается (рис. 2).

#### Список литературы:

1. Мубораков Я.Н. Сейсмостойкость подземных сооружений типа цилиндрических оболочек. Ташкент., ФАН, 1991, 218 с.
2. Сидовский М.А. Механическое действие воздушных ударных волн по данным экспериментальных исследований / Физика взрыва: ИХФАН. М.: №1, 1979, с. 20-110

# ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ВХОДНЫХ ПАРАМЕТРОВ НА ПРОЦЕССЫ ПЕРЕМЕШИВАНИЯ И РАСПРОСТРАНЕНИЯ СТРУИ В ОГРАНИЧЕННОМ ПРОСТРАНСТВЕ

**Жумаев З.Ш.**, зав. кафедрой «Математика» БухГУ, докт. техн. наук; **Абдуллаев Ф.А.**, старший преподаватель БухГУ; **Джураева Н.М.**, инспектор учебной части НГГИ; **Эшпулатов Б.**, ассистент кафедры «Математика» БухГУ

Проблема адекватного описания не только трехмерных, но и даже двухмерных турбулентных струйных течений не реагирующих газов и реагирующих газовых смесей до настоящего времени остается в механике и прикладной физике одной из самых сложных.

Сложность рассматриваемой проблемы связана, с одной стороны, с незавершенностью теории турбулентности, с другой, со специфическими особенностями турбулентных течений при наличии химических реакций, заключающихся в чрезвычайно сложном характере взаимного влияния процессов турбулентного переноса и кинетики на процессы тепло-и массообмена.

Фундаментальные уравнения динамики жидкости основаны на универсальных законах сохранения: массы и количества движения энергии.

Для замыкания системы к уравнениям, полученным из упомянутых выше законов сохранения, следует добавить соотношения устанавливающие связь между свойствами жидкости.

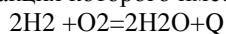
Примером такого соотношения может быть уравнение состояния, связывающее термодинамические параметры жидкости: давление  $P$ , плотность  $\rho$  и температура  $T$ .

При описании внутренних течений в канале, используются следующие основные допущения:

1. Течение является вязким двумерным, плоским.
2. Отсутствует сила тяжести.
3. Тепловые потери происходят за счет теплопроводности, т.е. по закону Фурье:

$$r q = -k \Delta T$$

В данной статье решена нестационарная задача распространения водорода в воздухе, химическая реакция которого имеет вид:



$i=1$  O<sub>2</sub> Кислород (Воздух)

$i=2$  H<sub>2</sub> Водород

$i=3$  H<sub>2</sub>O Вода

$i=4$  N<sub>2</sub> Азот

Система дифференциальных уравнений, описывающих рассматриваемый физический процесс, в приближении турбулентного пограничного слоя имеет вид [1-5]:

$$1) \frac{\partial r}{\partial t} + \frac{\partial}{\partial x} [r u] + \frac{\partial}{\partial y} [r J] = 0$$

$$2) r \frac{\partial u}{\partial t} + r u \frac{\partial u}{\partial x} + r J \frac{\partial u}{\partial y} = \frac{\partial}{\partial y} \left[ r e \frac{\partial u}{\partial y} \right] - \frac{\partial P}{\partial x}$$

$$3) r \frac{\partial h}{\partial t} + r u \frac{\partial h}{\partial x} + r J \frac{\partial h}{\partial y} = \frac{1}{Pr} \frac{\partial}{\partial y} \left[ r e \frac{\partial h}{\partial y} \right]$$

$$4) r \frac{\partial C_i}{\partial t} + r u \frac{\partial C_i}{\partial x} + r J \frac{\partial C_i}{\partial y} = \frac{1}{Sc} \frac{\partial}{\partial y} \left[ r e \frac{\partial C_i}{\partial y} \right] + w_i$$

$i: = 1, 4$

Эта система дополняется уравнениями полной энтальпии состояния газовой смеси:

$$5) P = R_0 \frac{r}{m} T$$

$$6) C_p = \sum C_i C_{p_i}$$

$$7) m = \left( \sum_{i=1}^N \frac{C_i}{m_i} \right)^{-1}$$

$$8) h = C_p T + \sum C_i h_i^*$$

Относительно коэффициента турбулентного обмена использована модифицированная модель Прандтля:

$$9) e = \left( \frac{r}{r_0} \right)^a b(x) \left| \frac{\partial u}{\partial y} \right|$$

Относительно скорости химической реакции предполагается, что она протекает в одном направлении, а её скорость описывается формулой Аррениуса:

$$10) w_i = K(T) \frac{C_i^g}{m_i^g} r_i^g \exp \left( - \frac{E}{R_0 T} \right) \quad i: = 1, 4$$

Для определения давления используется интегральное условие главного выбора количества движения:

$$11) \int (r u^2 + P) dy = N_0$$

Уравнения 1-11 решаются при следующих граничных условиях и нормальном атмосферном давлении (предполагая, что процесс осе симметричен):

$$t \geq 0, x = 0: \begin{cases} u = u_0, J = 0, h = h_0, C_i = (C_i)_0, r = r_0, T = T_0 \text{ при } 0 \leq y \leq a \\ u = u_1, J = 0, h = h_1, C_i = (C_i)_1, r = r_1, T = T_1 \text{ при } a < y \leq R \end{cases}$$

$$t \geq 0, x > 0: \begin{cases} \frac{\partial u}{\partial y} = 0, \frac{\partial h}{\partial y} = 0, \frac{\partial C_i}{\partial y} = 0, J = 0 \text{ при } y = 0 \\ u = 0, \frac{\partial h}{\partial y} = 0, \frac{\partial C_i}{\partial y} = 0, J = 0 \text{ при } y = R \end{cases}$$

Все обозначения общеприняты [5].

Система уравнений 1-4 с учётом 5-11, а также граничных условий решается численно с применением относительно временной координаты явной схемы, а относительно пространственной координаты - неявной схемы.

Таким образом, проведено исследование влияния исходных параметров на процесс перемешивания и горения, таких как начальная и входная температура, начальная и входная скорости.

Заметим, что  $u_1$  - это скорость спутного потока, а  $u_2$  - входная скорость.

#### Список литературы:

1. Абрамович Г.Н., Крашенников Ю.С., Секундов А.Н. и другие. «Теория турбулентных струй». М.: -Наука. Глав. ред. физ.-мат. лит.-ры. 1984.
2. Ю.В.Лапин. «Турбулентный пограничный слой в сверхзвуковых потоках газа» М.: -Наука. 1982.
3. Лойцянский Л.Г. «Механика жидкости и газа». М.: Наука. глав. ред. физ.-мат. лит.-ры. 1986.
4. Алиев Ф., Жумаев З.Ш. «Струйные течения реагирующих газов». Ташкент. Изд-во «Фан». 1987.
5. Жумаев З.Ш., Саидов Х.К., Хожиев С.Х. «К расчёту круглых турбулентных струй газов в спутном потоке воздуха при диффузионном горении». // В сб. «Механика жидкости и газа многофазных сред» 1991, 120-126 с.

УДК 621.316.728

© Кодиров Т.М., Саъдуллаев М.С. 2006 г.

## АВТОМАТИЧЕСКОЕ РЕГУЛИРОВАНИЕ МОЩНОСТИ КОНДЕНСАТОРНЫХ БАТАРЕЙ

Кодиров Т.М., профессор кафедры «Электроснабжение» ТашГТУ, докт. тех. наук; Саъдуллаев М.С., старший преподаватель кафедры «Электроснабжение» НГГИ

Один из способов снижения потери активной мощности в электрических сетях - это компенсация реактивной мощности. Компенсация реактивной мощности с помощью компенсирующих устройств на промышленных предприятиях, особенно на стороне низкого напряжения (до 1000 В), даёт значительный эффект.

Если автоматически регулировать реактивные мощности компенсирующих устройств установленных вблизи потребителей, то это играет основную роль для снижения потери активной мощности и повышения качества электроэнергии [1].

Существует много способов автоматического регулирования мощности компенсирующих устройств, в том числе реактивной мощности конденсаторных батарей.

Каждый способ автоматического регулирования реактивной мощности конденсаторных батарей име-

ет свои достоинства и недостатки [2]. Предлагаемый нами способ устройства автоматического регулирования реактивной мощности конденсаторных батарей по сдвигу фаз между напряжением питающей сети и током нагрузки отличается тем, что вторичная обмотка импульсного трансформатора подключается через диодный мост, состоящий из  $D_1, D_2, D_3, D_4$  и резистора  $R$  к управляющему электроду тиристора VS (рис.).

Анод тиристора VS соединен положительной потенциальной точкой второго диодного моста, а катод тиристора отрицательной точкой.

Таким образом, обеспечивается постоянное прохождение напряжения к резистору  $R_2$ , в котором параллельно включено реле напряжения KV. Это способствует надёжной работе реле напряжения KV, изменению угла между напряжением питающей сети и током нагрузки.

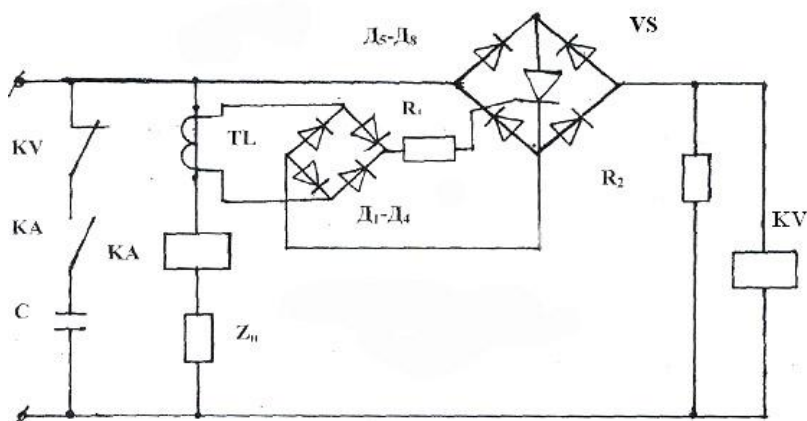


Рис. Схема устройства автоматического регулирования мощности КБ

Схема устройства проста, надежна, не требует много элементов, улучшает качество работ и обеспечивает автоматическое регулирование реактивной мощности конденсаторных батарей.

Изменение значения  $j$  нагрузки вызывает изменение фазы отпирания тиристора. При активно-

индуктивном характере нагрузки ( $I_H$ ) фаза отпирания тиристора приводит к снижению напряжения на резисторе  $R_2$ . При напряжении ниже определенного значения реле KV своими нормально замкнутыми контактами дает сигнал на включение конденсаторных батарей.

При уменьшении значения угла  $j$  угол коммутации тиристора снижается и повышается напряжение на резисторе  $R_2$ , и это вызывает превышение установленного напряжения KV, что приводит к срабатыванию реле и подачи сигнала на отключение КБ от сети [2].

Таким образом, на основе предложенной схемы можно создать простое, надежное устройство автоматического регулирования мощности конденсаторных батарей в функции угла фаз между напряжением питающей сети и током нагрузки.

Список литературы:

1. Иляшов В.П. Автоматическое регулирование мощности конденсаторных батарей. М.: Энергия 1977, 105 с.
2. Патент РУЗ № 3444 от 14 декабря 1994, опуб. БИЖ. 1996..

УДК 621.316.728

© Саъдуллаев М.С. 2006 г.

## РЕШЕНИЕ ДИФФЕРЕНЦИАЛЬНЫХ УРАВНЕНИЙ КОМПЕНСАЦИЙ РЕАКТИВНОЙ МОЩНОСТИ

Саъдуллаев М.С., старший преподаватель кафедры «Электроснабжение» НГГИ

Немаловажное значение имеет вопрос компенсации реактивной мощности для снижения потерь активной мощности, а также повышение качества электроэнергии на промышленных установках.

Для решения вопроса существуют различные устройства и методы автоматического регулирования реактивной мощности конденсаторных батарей. К этим автоматическим регулированиям относятся: автоматические регулирования мощности конденсаторных установок: по напряжению на шинах подстанции, по току нагрузки, с использованием бесконтактных элементов, по направлению реактивной мощности по cosφ, АРКОН и другие автоматические регулирования [1].

Каждые автоматические регуляторы реактивной мощности конденсаторных батарей по сдвигу фаз между напряжением питающей сети и током на-

грузки отличаются тем, что вторичная обмотка ИТ через диод  $D_1$  и резистор  $R_1$  соединена с управляющим электродом тиристора Т, а силовые электроды тиристора через резистор  $R_2$  контролируют реле напряжения KV (рис.).

При активно-индуктивном характере нагрузки  $Z_H$  тиристор Т запирается, и реле напряжения KV отключается. Нормально закрытым контактом реле KV дает сигнал на включение конденсаторных батарей. При активной нагрузке тиристор Т отпирается, напряжение на резисторе  $R_2$  увеличивается, реле напряжения KV срабатывает и своим размыкающим контактом дает сигнал на отключение конденсаторных батарей [2].

Для обеспечения надежности работы устройства принята схема реле тока КА, и она включена последовательно к нагрузке  $Z_H$ .

Для компенсации реактивной мощности использован конденсатор С. Для управляющего тиристора

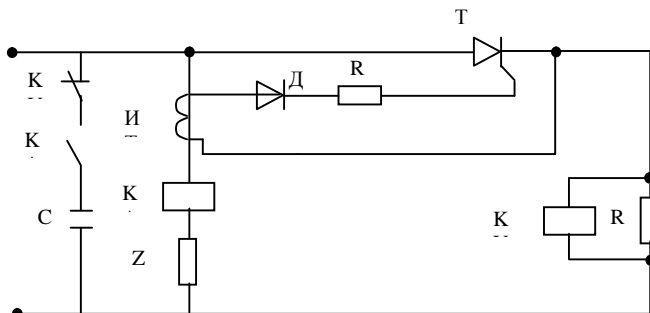


Рис. Схема включения конденсаторных батарей

важно импульсное напряжение во вторичной обмотке импульсного трансформатора ИТ. Если определить магнитный поток создающего напряжения во вторичной обмотке, тогда:

$$\Phi = \sqrt{I_{1m} \sin(t + j)} \quad (1)$$

И напряжение:

**Список литературы:**

1. Иляшов В.П. Автоматическое регулирование мощности конденсаторных установок. М.: Энергия 1987, с. 105.
2. Патент РУз №3444 от 14 декабря 1994, опуб.БИ № 1 1996.
3. Димидович Б.П., Марон И.А. Основы вычислительной математики. М.: Физматгиз 1983, с. 659.

$$U_2 = \frac{d\Phi}{dt} \quad (2)$$

Можно решить дифференциальное уравнение способом использования по четыре величины при изменении  $t$  от  $0^\circ$  до  $360^\circ$ , по формуле [3]:

$$\frac{d\Phi}{dt} = \frac{1}{h} (\Delta Y_0 - \frac{\Delta^2 Y_0}{2} + \frac{\Delta^3 Y_2}{3}) \quad (3)$$

Решение этих уравнений математическим способом занимает много времени. Для сокращения времени и быстрого получения результатов, использовалась программа, разработанная в Паскале. Благодаря этой программе решение дифференциального уравнения занимает несколько секунд.

Таким образом, устройство автоматического регулирования реактивной мощности конденсаторных батарей просто и надежно, оно точно фиксирует изменение угла между напряжением питающей сети и током нагрузки, а разработанная программа в Паскале значительно сокращает время для определения параметров устройства компенсации реактивной мощности.

УДК 532.529; 631.459;622.8

© Тошов Б.Р. 2006 г.

## РАСЧЕТ ТРАЕКТОРИЙ САЛЬТИРУЮЩИХ ЧАСТИЦ ПРИ ЭРОЗИОННОМ ПРОЦЕССЕ

Тошов Б.Р., доцент кафедры «Горная электромеханика» НГГИ

Увеличение масштабов разработки полезных ископаемых открытым способом при широком применении взрывчатых веществ, дизельной техники, в сочетании с особенностью технологических процессов, применяемых для упорных руд и горных пород, ухудшает санитарно-гигиенические условия не только в выработанном пространстве, но и в окружающей среде [1].

Главным фактором воздействия горного производства на окружающую природную среду является вынос в атмосферу пылевых частиц с поверхности отвалов различного происхождения в результате ветровой эрозии. Одним из распространенных противоэрозионных мероприятий горного производства является построение дамбы и пруд-осветителя вокруг отвалов. Конструкционные параметры и размеры дамбы и пруд-осветителя зависят от пара-

метров движения эродированных частиц. Одной из форм является сальтация.

Существующие данные наблюдений, приведенные в работах Багнольда и Захарова, свидетельствуют о том, что сальтация является доминирующим процессом в песчаных бурях: таким образом, переносится от 68 до 75% частиц.

Так, определение кинематических параметров сальтационного движения твердых частиц во время эрозионных процессов является как санитарно-гигиенической, экологической, так и экономической проблемой. При сальтации частица получает от воздушного потока начальный импульс и затем перемещается вниз под действием силы тяжести и силы трения о воздух.

Сальтационное движение одиночной сферической частицы, вышедшей на периодическое движе-

ние, можно изучить с помощью основных законов механики. Каждый период в этом виде движения включает в себя удар частицы о поверхность, что трудно объяснить с помощью законов гидроаэродинамики.

Основное гидродинамическое воздействие среды на сальтирующую частицу наблюдается между последующими ударами. Поэтому, движение необходимо изучить именно в интервале между двумя ударами, и мы полагаем, что начальный момент начинается сразу после отскока.

Принимаем систему координат так, чтобы ось  $OY$  была перпендикулярна к подстилающей плоской поверхности, а ось  $OX$  соответствовала направлению потока. Скорость потока обозначим через  $W=W(y)$ , а частицу считаем достаточной, чтобы не учитывать изменения скорости потока из-за наличия в среде частицы.

При таких предположениях основными силами движущими частицу выступают: силы инерции, силы сопротивления, силы тяжести и силы Магнуса. Разумеется, сила Магнуса появляется при вращательном движении сферической частицы. Остальными силами в данном случае можно пренебречь.

Сила сопротивления частицы и сила Магнуса определяются обычно через относительно (относительно жидкости) скорость частицы  $\dot{U}_{dc}$ . Обозначив через  $U_x$  и  $U_y$  составляющие скорости движения центра тяжести частицы  $\dot{U}_{dc}$ , находим, что скорость частицы относительно окружающей среды имеет:

$$\dot{U}_{dc} = (U_x - W) \cdot \mathbf{i} + U_y \cdot \mathbf{j}$$

Тогда для сальтационного движения малых размеров частиц можно применять в зоне квадратичного сопротивления формулы в векторном виде:

$$F_c = \frac{4}{3} \cdot p \cdot r_s \cdot d^2 \cdot |\dot{U}_{dc}| \cdot \dot{U}_{dc}$$

на основе которых соответствующие силы сопротивления по осям  $OX$  и  $OY$  выглядят:

$$F_{cx} = -\frac{4}{3} \cdot p \cdot r_s \cdot d^2 \cdot (U_x - W) \cdot \sqrt{(U_x - W)^2 + U_y^2}$$

$$F_{cy} = -\frac{4}{3} \cdot p \cdot r_s \cdot d^2 \cdot U_y \cdot \sqrt{(U_x - W)^2 + U_y^2}$$

(Здесь учтено, что сила сопротивления  $F_c$  направлена против вектора относительной скорости тела  $\dot{U}_{dc}$ ).

Проследив за движением частицы, можно убедиться, что и удар частицы о поверхность, и градиентная сила заставляют частицы вращаться против часовой стрелки, т.е. в выбранной нами правой системе координат вектор скорости вращения всегда

отрицателен. Силу Магнуса определим по Рубинову – Келлеру [2].

$$\dot{F}_m = p \cdot r \cdot d^3 [\mathbf{V} \times \dot{U}_{dc}] = p \cdot r \cdot d^3 \cdot \mathbf{v} \{ \mathbf{k} \times [(U_x - W) \cdot \mathbf{i} + U_y \cdot \mathbf{j}] \}$$

Отсюда в силу соотношений:

$$\mathbf{k} \times \mathbf{i} = \mathbf{j} \text{ и } \mathbf{k} \times \mathbf{j} = -\mathbf{i}$$

имеем:

$$F_{mx} = -p \cdot r \cdot d^3 \cdot w \cdot U_y$$

$$F_{my} = p \cdot r \cdot d^3 \cdot w \cdot (U_x - W)$$

К списку составляющих сил прибавим силу Архимеда:

$$F_A = \frac{4}{3} \cdot p \cdot d^3 (r - r_s) \cdot g,$$

направленную по оси  $OY$  (при  $r - r_s < 0$  – против оси  $OY$ ).

Как известно, сила Магнуса определяется через скорость вращения частицы вокруг своей оси, параллельной  $OZ$ , соответствующей совместно с осями  $OX$  и  $OY$  правой системе координат. Возникает, таким образом, необходимость определения скорости вращения частицы  $W$ .

Закон вращения сферической частицы определим следующим образом:

$$I_m \cdot \frac{dW}{dt} = M_w + M_{w'}$$

где  $I_m = \frac{2}{5} \cdot m \cdot d^2 = \frac{8}{15} \cdot p \cdot d^5 \cdot r \cdot d$  – момент инерции сферического тела относительно его центра тяжести;

$M_w$  – значение момента со стороны жидкости, действующей на частицу, вращающейся со скоростью  $\omega$ .

$M_{w'}$  – значение момента действия жидкости, имеющей поперечный градиент продольной скорости.

Значение  $M_{w'}$  можно определить по формуле [3]:

$$M_w = -8 \cdot p \cdot m \cdot d^3 \cdot w$$

Получаемый частицей из-за градиента скорости момент:

$$M_{w'} = -4 \cdot p \cdot m \cdot d^3 \cdot \frac{dW}{dy}$$

С помощью приведенных данных составляем систему уравнений движения сферической твердой частицы в пристеночной области течения вязкой жидкости между двумя последующими ударами:

$$\frac{4}{3} \cdot p \cdot d^3 \cdot r_s \cdot \frac{dU_x}{dt} = \frac{p}{4} \cdot r \cdot d^2 \cdot \sqrt{U_y^2 + (W - U_x)^2} \cdot (W - U_x) - p \cdot r_s \cdot d^3 \cdot w \cdot U_y$$

$$\frac{4}{3} \cdot p \cdot d^3 \cdot r_s \cdot \frac{dU_x}{dt} = \frac{p}{4} \cdot r \cdot d^2 \cdot \sqrt{U_y + (W - U_x)^2} \cdot U_y -$$

$$- p \cdot r_s \cdot d^3 \cdot w \cdot (U_x - W) + \frac{4}{3} \cdot p \cdot d^3 \cdot (r - r_s) \cdot g$$

$$\frac{8}{15} \cdot p \cdot d^6 \cdot r_s \cdot \frac{dw}{dt} = -8 \cdot p \cdot r_s \cdot d^3 \cdot w - 4 \cdot p \cdot m \cdot d^3 \frac{dW}{dy}$$

Для определения начальных условий подъема твердых частиц проведен эксперимент по изучению их ветроустойчивости на макетах Института механики и сейсмостойкости сооружений им. М.Т. Уразбаева, который хорошо описан в [4].

Перед работой ставилась цель, экспериментально выявить основные черты динамики твердых частиц в области пограничного слоя потока, т.е. определить механизм отрыва частиц от поверхности с различными шероховатостями.

Как известно, твердая частица под действием (ветрового или жидкого) потока может скользить, катиться или отрываться от поверхности. Для определения этих процессов поставлен эксперимент в трех вариантах.

В первом варианте шарообразная частица размером  $d$ , находящаяся на гладкой поверхности пластины длиной 600 мм продувалась с различной скоростью  $W$  турбулентного потока.

Во втором варианте эксперимента шарообразная частица размером  $d$  катится под действием турбулентного потока по гладкой поверхности и по пути встречается с шероховатостью (преградой) высотой  $h$ .

В третьем варианте шарообразная частица, находящаяся в ямке между двумя шероховатостями, продувалась ветровым потоком с различными скоростями. Во всех вариантах эксперимента наблюдалось состояние, движение и отрыв (если они отрывались) твердых частиц.

Шероховатость представляет собой прутки – преград, которые наклеены на расстоянии  $L=350$  мм от начала передней кромки пластины по ее ширине. Поперечный профиль прутка имел четырех- или треугольную конфигурацию и высота, которого равнялась  $h=4,0$  мм.

Шарообразные частицы, представляющие собой стеклянные шарики, диаметры которых были равны соответственно 1,0; 2,0; 3,0; 4,0 5,0 мм, дали возможность, изменять отношения  $d/h$  в широких пределах.

В результате эксперимента сделаны следующие выводы:

1. Если обтекаемая поверхность и шарообразная частица гладкие, то под действием потока твердая частица катится по поверхности. Если частица имеет неправильную форму и сплюснутая, то она может скользить по поверхности.

2. Частица отрывается от поверхности благодаря отскоку частиц на шероховатостях поверхности, и угол их подъема зависит от форм шероховатости. Во время эксперимента наблюдался вертикальный

подъем частиц у шероховатостей прямоугольной формы.

3. Частица, находящаяся в ямке между шероховатостями отрывается под действием турбулентного потока.

Поскольку форма песчинок неправильная, то под  $d$  подразумевается среднее из нескольких измерений их диаметра в различных направлениях. Значение константы  $C_2$  для песчинок установлено, оно равно 0,8. Из результатов эксперимента можно установить начальные условия, при  $t=0$ , в виде:

$$U_x = U_0 \cdot \sin a; \quad x = 0;$$

$$U_y = U_0 \cdot \cos a; \quad y = 0;$$

$$w = w_0; \quad j = 0.$$

Если не учитывать вращения твердых частиц ( $W=0$ ) и произвести нормировку скорости на начальную скорость отрыва, соответственно ( $U_0$  и  $\omega_0$ ), а времени на масштаб  $U_0/g$ , также обозначая:

$$\tilde{U}_x = U_x/U_0; \quad \tilde{U}_y = U_y/U_0; \quad \tilde{t} = (t \cdot g)/U_0; \quad \tilde{W} = W/U_0;$$

$$U_x = U_0 \cdot \tilde{U}_x \quad u \quad U_y = U_0 \cdot \tilde{U}_y \quad u \quad dU_y = U_0 \cdot d\tilde{U}_y;$$

$$t = (U_0/g) \cdot \tilde{t} \quad u \quad dt = (U_0/g) \cdot d\tilde{t}; \quad u \quad W = U_0 \cdot \tilde{W}$$

и разделяя обе стороны уравнения на  $(4p/3) \cdot r_s \cdot d^3$ , то уравнения для составляющих вектора ускорения центра массы тела получим:

$$\frac{d\tilde{U}_x}{d\tilde{t}} = \frac{3 \cdot r}{16 \cdot r_s \cdot d} \cdot U_0^2 \cdot \sqrt{\tilde{U}_y^2 + (\tilde{W} - \tilde{U}_x)^2} \cdot (\tilde{W} - \tilde{U}_x)$$

$$\frac{d\tilde{U}_y}{d\tilde{t}} = \frac{3 \cdot r}{16 \cdot d \cdot r_s} \cdot U_0^2 \cdot \sqrt{\tilde{U}_y^2 + (\tilde{W} - \tilde{U}_x)^2} \cdot \tilde{U}_y + \frac{r - r_s}{r_s}$$

Обозначая  $r_0 = \frac{r_5 - r}{r}$  и производя некоторые математические операции, получаем:

$$\frac{d\tilde{U}}{d\tilde{t}} = \Gamma \sqrt{\tilde{V}_y + (\tilde{U} - \tilde{U}_y)^2} (\tilde{U} - \tilde{U}_y),$$

$$\frac{d\tilde{V}_y}{d\tilde{t}} = -\Gamma \sqrt{\tilde{V}_y + (\tilde{U} - \tilde{U}_y)^2} \tilde{V}_y - r_0.$$

Здесь:

$$\Gamma = \frac{3}{16} \frac{V_0^2}{r_0 g d} = \frac{3}{16} \frac{Re^2}{D^3} = \frac{3}{16} \Psi^2$$

В общем,  $\Psi = \frac{Re}{D^{1,5}} = \frac{Re}{D^N}$  называется коэффициентом подвижности [4, 5] с проявлением шероховатости, где  $Re = \frac{V_0 d}{\nu}$  - число Рейнольдса,

$D = (r_0 g n^{-2}) d$  - седиментационный диаметр частиц.

Решая это уравнение получим:

$$\begin{aligned} \tilde{U}_y &= \frac{\Gamma \tilde{U}^2 \tilde{t} - \Gamma \tilde{U} \tilde{t} \cos a + \cos a}{\Gamma \tilde{t} (\tilde{U} - \cos a) + 1} \\ \tilde{V}_y &= \frac{\sin a - r_0 \tilde{t} - \Gamma r_0 (\tilde{U} - \cos a) \frac{\tilde{t}^2}{2}}{\Gamma \tilde{t} (\tilde{U} - \cos a) + 1} \\ x_y &= \tilde{U} \tilde{t} \left[ 1 - \frac{\ln[\Gamma (\tilde{U} - \cos a) \tilde{t} + 1]}{\Gamma \tilde{U} \tilde{t}} \right] \\ y_y &= \left( \frac{\sin a + r_0 - 0,5}{\Gamma r_0 (\tilde{U} - \cos a)} \right) \ln \left| \Gamma r_0 (\tilde{U} - \cos a) + 1 \right| - \\ &- \frac{(r_0 - 0,5) \tilde{t}}{\Gamma r_0 (\tilde{U} - \cos a)} - \frac{\tilde{t}^2}{4} \end{aligned}$$

При сальтационном движении, частицы поднимаются до определенной высоты и на самом высоком уровне подъема вертикальная скорость  $V_y = 0$ .

Из условия  $V_y = \frac{dy}{dt} = 0$  полученное значение времени подъема частиц имеет вид:

$$t_{nd} = \sqrt{\frac{1 + 2\Gamma(\tilde{U} - \cos a) \frac{\sin a}{r_0} - 1}{\Gamma(\tilde{U} - \cos a)}}$$

Высота подъема частиц определяется из условия  $y = h_{nd}$  при  $t = t_{nd}$ , т.е.:

$$\begin{aligned} h_{nd} &= \frac{2 \sin a + 2 r_0 - 1}{2 \Gamma r_0 (\tilde{U} - \cos a)} \ln \left| \Gamma r_0 (\tilde{U} - \cos a) + 1 \right| - \\ &- \sqrt{\frac{1 + 2\Gamma \sin a \frac{\tilde{U} - \cos a}{r_0} - 1}{4 r_0^2 (\tilde{U} - \cos a)^2}} \\ &+ \left( \sqrt{1 + 2 r_0 \sin a \frac{\tilde{U} - \cos a}{r_0}} + 4 r_0 - 1 \right) \end{aligned}$$

Длина перелета  $l_y$  сальтирующей частицы определяется как длина горизонтальной составляющей траектории частиц, т.е.  $l_y = x_y$

Горизонтальный компонент скорости, преобразуемый к концу полета, выражается через  $t_n$  следующим образом:

$$U_{чк} = \frac{\Gamma \tilde{U} \tilde{t}_n - \Gamma \tilde{U} \tilde{t}_n \cos a + \cos a}{\Gamma \tilde{t}_n (\tilde{U} - \cos a) + 1}$$

Средняя по траектории скорость частицы:

$$\bar{U}_y = \bar{U} \left[ 1 - \frac{\ln \left| \Gamma (\tilde{U} - \cos a) t_n + 1 \right|}{\Gamma \tilde{t}_n \tilde{U}} \right]$$

Аналитически полученные кинематические параметры сальтационного движения твердых частиц дают возможность определить число частиц  $N$  срываемых (витающим потоком) с поверхности частиц.

Горизонтальный перенос  $Q$  массы частиц можно выразить через массу частиц  $NC_2 r_s d^3$ , срываемую с единицы поверхности в единицу времени и длину прыжка частиц по траектории в виде  $Q = NC_2 r_s d^3 l_y$ , которые необходимы для оценки эрозионных процессов, а также для проектирования противоэрозионного мероприятия, как пруд-осветлителя и дамбы для горного производства.

На длине перелета одиночной пылевой частицы от наветренной границы пылящего участка  $l_y$  имеет место нарастание массы эродированных частиц, переносимых ветровоздушным потоком [6]. В этом случае отсутствует осаждение оторванных от поверхности частиц, т.е. поток еще не насыщался твердыми фракциями породы.

На последующем участке процесс выдувания частиц из слоя сопровождается переходом эродированных сальтирующих частиц из потока на поверхность, эти встречные массопотоки выравниваются, устанавливается квазистационарный перенос пылевых частиц вплоть до границы пылящего участка. За этим участком располагается зона обеспылевания ветрового потока, в которой действуют гравитационные силы и турбулентная диффузия.

Если усредненная траектория перелета пылевой частицы  $l_y$  соответствует протяженности пылящего участка в направлении ветра ( $l_y < l_{об}$ ), то в этом случае складываются условия для стабилизации количества переносимой пыли в пределах объекта. В противном случае имеет место нарастание массы эродированного материала в потоке без осаждения пылевых частиц, вплоть до схода запыленного потока с пылящей поверхности ( $l_{об} \leq l_y$ ). За счет различия условий накопления в ветровоздушном потоке витающих и гравитирующих пылевых компонентов происходит существенное изменение дисперсного состава материала, переносимого над шлако-накопительным полем.

Обогащение пылевого облака мелкодисперсными частицами связано также с воздействием отдельных элементов самого эродируемого объекта:

1. Если длина ( $l_{пр}$ ) пруд-осветлителя больше чем длина ( $l_y$ ) прыжка частиц, тогда пруд-осветлитель практически полностью поглощает гравитирующие эродированные частицы, поступающие с ветровым потоком на акваторию. Поэтому при расчете ветровой эрозии учитываются только те пылящие участки сухих пляжей, которые не экранируются водным зеркалом пруда.

2. При обтекании ветровоздушным потоком дамбы высотой  $h_D$ , большей высоты  $h_{nd}$  подъема

частиц, происходит полное обеспыливание его – здесь у основания и по склону дамбы выпадает до

60-70% транспортируемых частиц породы, главным образом, сальтирующих.

**Список литературы:**

1. Сытенков В.Н. Управление пылегазовым режимом глубоких карьеров. - М.: ООО «Геоинформцентр», 2003, 288 с.
2. Хаппель Д.Ж., Бреннер Г. Гидродинамика при малых числах Рейнольдса. - М.: «Мир», 1976, 630 с.
3. Шлихтинг Г. Теория пограничного слоя. - М.: «Наука», 1974, 711 с.
4. Азизов А., Тошов Б.Р. Определение скоростей потока, вызывающих сдвиг и перемещение твёрдых частиц. ЖПМТФ. Новосибирск, 1986, с. 75-80.
5. Тошов Б.Р., Норов Ю.Ж. Исследование ветроустойчивости твёрдых частиц под воздействием турбулентного пограничного слоя. Горный Информационно-аналитический бюллетень. М.: МГУ №10, 2001, с.81-88
6. Тошов Б.Р. Изменение интенсивности уноса твёрдых частиц вдоль обтекаемой турбулентным потоком поверхности. Изд-во: Фан. В. кн.: Механика одно и двухфазных сред, Ташкент 1988, с. 23-36

УДК 539.3

© Жураев Т.О., Носирова Ш.Н., Кенжаева М. 2006 г.

## ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ СКОРОСТИ РАСПРОСТРАНЕНИЯ ВОЛНЫ В ПОЛУПРОСТРАНСТВЕ

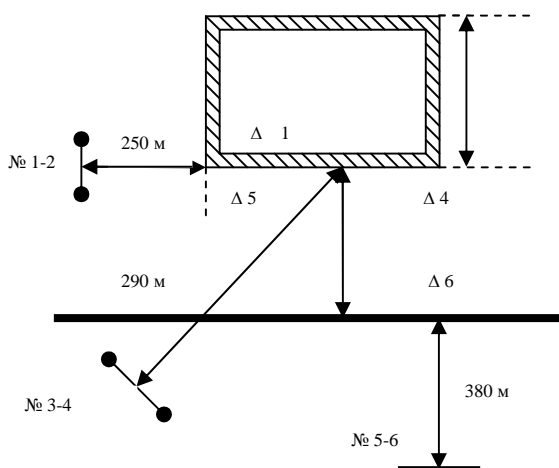
**Жураев Т.О.**, старший преподаватель кафедры «Технология машиностроения» БухТИП и ЛП; **Носирова Ш.Н.**, доцент кафедры «Автоматизированное управление и информационные технологии» НГГИ, канд. тех. наук; **Кенжаева М.**, ассистент кафедры «Технология машиностроения» БухТИП и ЛП

При взрыве в породе возникает взрывная волна, которая движется весьма быстро – практически со скоростью звука. Это волна достигает поверхности породы. При отражении от этой поверхности взрывная волна превращается из волны, сжимающей породу, в волну разрежения, вызывающую растяжение, растрескивание и разрушение породы [1-3]. При этом появляются небольшие куски породы, которые отрываются от поверхности и подсакаивают вверх со значительной скоростью.

Это только появление откола, вызываемого отражением взрывной волны. При рассмотрении раз-

личных явлений взрыва в породе нередко возникает вопрос о том, в чем же проявляется действие первоначального удара взрывных газов и в чем заключается действие последующего расширения их. Но при рассматриваемых процессах можно все же отметить первоначальное образование трещин и подскоков осколков при отколе. Эти явления можно отнести к первоначальному действию взрывной волны. Далее начинается постепенно нарастающее смещение больших масс породы – проявляется механическая работа расширяющихся взрывных газов.

В Бухарском регионе были построены защитные сооружения с параметрами  $L = 2 м (V = 8 м^3)$  из железобетона. Датчик 1 установлен на основании сооружения, а датчики 4, 5, 6 на поверхности грунтовой среды. Схема направленных взрывных волн показаны на рис. Колебание грунта при взрыве являются нестационарным и, поэтому смещение частиц в зависимости от времени изменяется. Энергия сейсмических волн характеризуется скоростью колебания. Зависимость скорости от веса заряда и от расстояния до очага взрыва определялась формулой:



**Рис. Расположение опытных взрывов и датчиков на участке защитных сооружений (размеры в м)**

$$u = k_v \left( \frac{3\sqrt{c}}{r} \right)^{\frac{3}{2}}$$

где  $u$  - скорость, м/сек;  $c$  - вес заряда, кг;  $r$  - расстояние от очага, м;

$K_v$ -коэффициент, варьирующий в зависимости от условий, в данных условиях  $K_v=70,5$ .

Результат расчетов проведенного эксперимента приведен в табл. Регистрация колебаний производилась по двум составляющим X и Y. Существует две категории сейсмических волн: объемные и поверхностные.

Объемные волны могут быть двух типов: продольные и поперечные. Поверхностные волны имеют большее число типов. Главными из них являются волна Рэлея и волна Лява. Скорость распространения продольной волны приведена ниже (км/с):

Грунт (степная зона)	2,6 ÷ 3,0.
Известняки песчаника	2,2 ÷ 2,5.
Грунт (водонасыщенная земля)	0,60,85.
Рыхлый грунт	0,1 ÷ 0,2.

Эти данные получены с помощью аппаратуры СВ-5 (табл.). Скорость распространения продольных волн сравнивали с результатами [1].

Результаты расчетов отличаются до 30%. Это объясняется тем, что в Бухарском регионе земля высокосоленая и водонасыщенная. При учете этих обстоятельств можно установить следующее. Если известны вес зарядов, плотность пород и  $K_v$ , тогда можно определить напряжение с помощью эмпирических формул. Обычно, расчет радиальных напряжений в породе представляет практический интерес только в тех зонах, где взрывная волна способна произвести те или иные разрушения. В этом случае необходимо считаться с потерями энергии на эти разрушения, что приводит к снижению расчетного значения массы заряда при увеличении расстояния, пройденного взрывной волной. Если выразить плотность породы  $g$  в килограммах на кубический метр, то можно для расчета радиальных напряжений в скальных породах применить формулу А. Н. Ханукаева:

$$S_R = F_s g \left( 0.77 \frac{q}{R^3} - 0.4 \frac{q^{\frac{2}{3}}}{R^2} + 0.11 \frac{q^{\frac{1}{3}}}{R} \right)$$

Ниже приведены значения плотности  $g$  некоторых пород, которые в дальнейшем используются в расчетах:

Порода	Диабаз	Гранит	Мрамор	Известняк Туф
$g_1 \text{ кг} / \text{м}^3$	3300	2650	2790	2350 2120

Время  $t$  действия волны почти не зависит от расстояния. В твердых породах можно принять приближенно:

$$t \approx \frac{\sqrt[3]{a}}{2000}$$

Максимальная скорость смещения:

$$V_R = \frac{S_R}{150}$$

В этой формуле коэффициент  $\frac{1}{150}$  зависит от того, в каких единицах выражены  $V_R$  и  $S$ . В приведенной формуле  $S_k$  выражено, как указано выше, в килограммах на квадратный сантиметр, а скорость – в метрах в секунду.

Существенное значение при действии взрыва в грунтах имеет смещение породы при прохождении

№ опытов	С, кг	Смещения			
		Х		У	
		t, сек	А, м.	t, сек	А, м.
1	1	0,031	0,0119	0,020	0,0075
2	1	0,030	0,056	0,015	0,026
3	10	0,031	0,212	0,020	0,075
4	10	0,030	0,201	0,015	0,061
5	25	0,031	0,106	0,020	0,082
6	25	0,030	0,32	0,015	0,076

взрывной волны. Это смещение приближенно равно:

$$U_R \approx \frac{1}{2} V_R t$$

На основании приведенных выше формул:

$$U_R = \frac{F_s g}{3000} \left( \frac{1}{130} \frac{q}{R^3} - \frac{1}{250} \frac{q^{\frac{2}{3}}}{R^2} + \frac{1}{860} \frac{q^{\frac{1}{3}}}{R} \right)$$

Смещения удобнее выражать в миллиметрах. Тогда,

$$U_R = \frac{F_s g}{3000} \left( 7.7 \frac{q}{R^3} - 4 \frac{q^{\frac{2}{3}}}{R^2} + 1.2 \frac{q^{\frac{1}{3}}}{R} \right)$$

Таким образом, при взрыве 1 кг тротила на поверхности породы ( $F_s = 0,2$ ) смещения на расстоянии 1 м будут равны примерно 1 мм.

Если заряд длиной  $L$ , то для расчетов перечисленных величин  $S_R$ ,  $t$ ,  $V_R$ ,  $S_R$  можно применить те же самые формулы, но в них необходимо ввести эквивалентный заряд, рассчитанный так же, как это выполнялось выше при расчетах

параметров воздушной ударной волны. Эквивалентный заряд равен  $2 \frac{R}{L} q$ , при условии  $R < L$ .

Рассмотренные здесь напряжения и смещения при взрыве относятся к твердым (скальным) горным породам. Сравнительно близки к ним напряжения и смещения в мягких водах насыщенных грунтов. Совсем иначе ведут себя мягкие грунты (глина, суглинок) не вполне насыщенные водой (Бухарский регион, Кызылкумская степь), т.е. содержащие некоторое количество воздуха или газов (например метана).

На основе полученных результатов выявлено, что при распространении взрывной волны в таких

мягких грунтах пузырьки воздуха сжимаются и содержащийся в них газ при сжатии нагревается. В результате, теплота от газа очень быстро передается окружающей воде и частицам грунта. Таким образом, теряется значительная часть энергии взрывной волны и взрывная волна быстро ослабевает.

**Список литературы:**

1. *Нелинейные электромагнитные волны.* М.: Мир, 1983, 312 с.
2. *Удар, взрыв и разрушение. Сб. переводов с англ.* М.: Мир, 1981, 238 с.
3. *Динамика удара. Сб. переводов - М.: Мир, 1985, 296 с.*

УДК 539.3

© Сафаров И.И., Носирова Ш.Н., Жумаев З.Ф. 2006 г.

## АНТИПЛОСКАЯ ДЕФОРМАЦИЯ ТРУБ ПРИ ВОЗДЕЙСТВИИ ВОЛНЫ СДВИГА

**Сафаров И.И.**, зав. кафедры «Математика» БухТИП и ЛП, профессор; **Носирова Ш.Н.**, доцент кафедры Автоматизированное управление и информационные технологии» НГГИ, канд. техн. наук; **Жумаев З.Ф.**, старший преподаватель кафедры «Технология машиностроения» БухТИП и ЛП

Рассмотрим задачу динамической линейной теории упругости при воздействии на подземную трубу волны сдвига (антиплоская деформация), распространяющуюся вдоль оси этой трубы. Расчетная схема представлена на рис. 1, где  $W_0$ —амплитуда потенциала падающей SH-волны сдвига. Динамическое напряжение – деформируемое состояние рассматриваемой задачи выражается через потенциал перемещения  $W$  по формулам [1]:

$$U_z = W, \sigma_{rz} = \mu (U_z)_r, \sigma_{\theta z} = \mu r^{-1} (U_z)_\theta, \quad (1)$$

где краевые условия запишутся в виде:

$$r=a, S_{r22}=0,$$

$$r=b, U_{21}=U_{22}, S_{\theta 11}=S_{\theta 22}$$

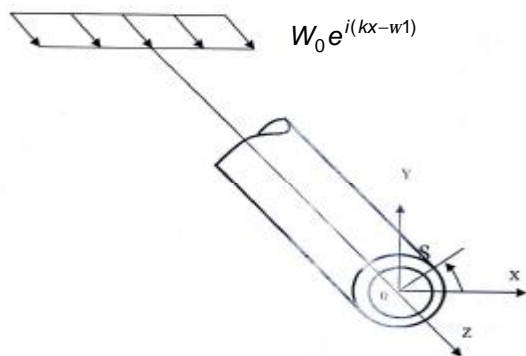


Рис. 1. Расчетная схема

где  $a$  и  $b$  - внутренний и внешний радиус трубы.

При  $r \rightarrow \infty$  условия излучения Зоммерфельда [1]:

$$j_r y = O\left(\frac{1}{\sqrt{r}}\right), j_r \pm i a j = O\left(\frac{1}{\sqrt{r}}\right)$$

$$y_r \pm i b y = O\left(\frac{1}{\sqrt{r}}\right)$$

Окончательное решение задачи для случая падения на подземную трубу SH-волны сдвига имеет следующий вид:

$$U_{21} = W_0 \sum_{n=0}^{\infty} [E_n i^n I_n(k_1 r) + A_n H_n^{(1)}(k_1 r)] \cos n \theta e^{-i W t};$$

$$U_{z1} = -W_0 \sum_{n=0}^{\infty} [B_n H_n^{(1)}(k_2 r) + C_n H_n^{(2)}(k_2 r)] \cos n \theta e^{-i W t};$$

$$\sigma_{r21} = m_1 W_0 k_1 \sum_{n=0}^{\infty} [E_n i^n I_n'(k_1 r) + A_n H_n^{(1)'}(k_1 r)] \cos n \theta e^{-i W t};$$

$$\sigma_{rz1} = -m_2 W_0 k_2 \sum_{n=0}^{\infty} [E_n H_n^{(1)'}(k_1 r) + C_n H_n^{(2)'}(k_2 r)] \cos n \theta e^{-i W t};$$

$$\sigma_{r21} = -m_1 W_0 m r^{-1} \sum_{n=0}^{\infty} [E_n i^n I_n(k_1 r) + C_n H_n^{(2)}(k_2 r)] \sin n \theta e^{-i W t};$$

$$\sigma_{rz1} = m_1 W_0 m r^{-1} \sum_{n=0}^{\infty} [B_n H_n^{(2)}(k_2 r) + C_n H_n^{(2)}(k_2 r)] \sin n \theta e^{-i W t};$$

где  $k_j^2 = W^2 r_j / m_j$

Неопределенные коэффициенты  $A_n$ ,  $B_n$  и  $C_n$  определяются из следующей системы линейных уравнений третьего порядка:

$$\left. \begin{aligned} H_n^{(1)}(k_1 R) A_n + H_n^{(1)}(k_2 R) B_n + H_n^{(2)}(k_2 R) C_n &= E_n i^n I_n(k_1 R); \\ K_1 H_n^{(1)'}(k_1 R) A_n + k_2 H_n^{(1)'}(k_2 R) B_n + k_2 H_n^{(2)'}(k_2 R) C_n &= E_n i^n I_n'(k_1 R); \\ H_n^{(1)'}(k_2 R_0) B_n + H_n^{(2)'}(k_2 R_0) C_n &= 0. \end{aligned} \right\} (2)$$

Для получения численных результатов составлена программа, написанная на языке Фортран IV. Вводимая информация содержит минимально необходимые данные: внешний и внутренний радиусы трубы, вид воздействия (SH—волна); дальность землетрясения [1-3]; круговая частота падающей волны; упругие характеристики и плотность материала трубы, грунта, насыпи, жидкости; координаты точек, в которых определяется напряженное состояние. Вычисления значений цилиндрических функций и их производных производится по известным формулам [1].

Решение систем линейных уравнений (2) относительно коэффициентов  $A_n, B_n, C_n$  осуществляется методом Гаусса с выделением главного члена. На рис. 2 приведено изменение кольцевых напряжений в зависимости от безразмерных волновых чисел при различных соотношениях параметров  $i]=0,5, v]=0,4,$

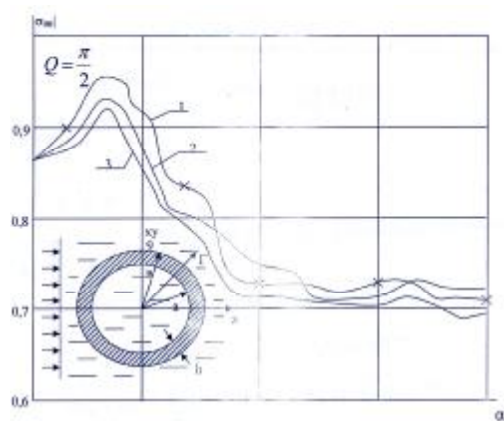


Рис. 2. Изменение кольцевых напряжений в зависимости от безразмерных волновых чисел при различных соотношениях ( $h_1 = 0,5; h_1 = 0,4; h_1 = 0,3$ ),  $n = 0,2, (h = \frac{r_{cp}}{r_{ц}})$

$v]=0,3) v]=0,25$ . В области длинных волн распределение напряжений в трубе от статических результатов отличается до 20%.

Можно отметить, что проектирование оптимальной обделки с учетом влияния динамической нагрузки требует в общем случае, кроме обычного выбора толщины и конструкционного материала, согласования последнего со свойствами окружающего горного массива. При расчете подземных сооружений на сейсмостойкость, влияние дифракционных волн незначительно  $D/l < 1$ , где  $D$ —диаметр сооружения,  $l$  — длина волны.

#### Список литературы:

1. Сафаров И.И. Колебания и волны в диссипативно неоднородных средах и конструкциях.// Ташкент: Фан, 1992, с. 250.
2. Pao Y.H. and Mow C.C., 1973, Diffraction of Elastic Waves of Dynamic stress concentrations, crane, Russak and Company, New York.
3. Baron M.L., and Parnes A.T. 1961, "Diffraction of a Pressure Wave by a cylindrical Cavity in an Elastic medium" ASME Journal of Applied Mechawics, Vol. 28, pp. 347-354

УДК 533

© Ахмедов Х.И. 2006 г.

## ИЗМЕНЕНИЕ РАЗМЕРОВ ИНСТРУМЕНТАЛЬНОЙ УГЛЕРОДИСТОЙ СТАЛИ МАРКИ У8 ПРИ ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКЕ

Ахмедов Х.И., старший преподаватель кафедры «Технология машиностроения» НГГИ

Наиболее интересующими нас свойствами сталей для штампов холодной штамповки являются изменения размеров в процессе термической обработки, прочность, износостойкость. Эти свойства нами исследовались на тех марках сталей, которые позволяли изготавливать образцы требуемых сечений с точки зрения обеспечения требуемой прокаливаемости и возможности изучения влияния на

свойства только одного параметра, например: влияние углерода в мартенсите на изменения размеров изделия, исключая влияние остаточного аустенита.

Известно, что удельный объем мартенсита можно найти по концентрации углерода  $C_p$  и температуре  $t$  по уравнениям Юрьева С. Ф. [1]:

$$V_{.m20} = 0,12708 + 4,48 \cdot 10^{-6} \cdot t + 2,79 \cdot 10^{-3} C_p$$

Таблица 1

Температура закалки, °С	Без отпуска		Отпуск 450°С	
	Отклонение по диаметру дср., мм	Отклонение по длине Лср. мм	Отклонение по диаметру дср., мм	Отклонение по длине Лср. мм
820	+0,052	+0,11	+0,006	-0,025
900	+0,064	+0,13	+0,015	-0,018
1000	+0,021	+0,094	0	+0,013
1100	+0,011	+0,065	-0,009	-0,016
1150	+0,021	+0,095	-0,007	-0,005
1200	+0,022	+0,080	0	-0,008

аустенита; минимум различных изменений приходится на температуру закалки 1100°С.

Именно при этой температуре имеет место минимум тетрагональности решётки мартенсита.

Отпуск при температуре 450°С меняет знак отклонения размеров, так как при этом происходит не только распад мартенсита, но и превращение остаточного аустенита в перлитную структуру.

Таблица 2

Температура предварительной закалки, °С	Вторая закалка 820°С без отпуска		Вторая закалка 820°С + отпуск 180°С	
	Отклонение по диаметру дср., мм	Отклонение по длине Лср. мм	Отклонение по диаметру дср., мм	Отклонение по длине Лср. мм
820	+0,055	+0,086	+0,028	+0,060
900	+0,054	+0,076	+0,036	+0,054
1000	+0,038	+0,127	+0,022	+0,070
1100	+0,031	+0,120	+0,011	+0,050
1150	+0,030	+0,145	+0,012	+0,085
1200	+0,035	+0,12	+0,015	+0,072

Повторная фазовая перекристаллизация с нагревом до 820°С с закалкой в воду вновь сильно увеличивает размеры и особенно в области высоких температур предварительной закалки.

Это связано с тем, что значительно облегчается растворимость в аустените, в высокоуглеродистый аустенит при закалке переходит высокоуглеродистый мартенсит, который даёт

Однако в свете вышеприведенных исследований без специальных опытов нельзя определить возможное изменение размеров штампов, имеющих различную термическую предысторию, т.е. различные режимы предварительной термической обработки.

Это связано с тем, что предварительная термическая обработка влияет не только на уровень плотности дислокаций, но и на среднее содержание углерода в тетрагональной решетке мартенсита закаленной стали.

Как уже указывалось выше, нами исследовалась сталь марки У8. Состав стали марки У8 С = 0,75-0,84%, М<sub>n</sub>=0,15-0,40%, С<sub>г</sub>≤0,15%. Образцы указанных марок стали имели размеры Ø 15<sup>± 0,01</sup> мм и длину 50<sup>± 0,015</sup> мм.

Изменения размеров образцов прослеживались на всех этапах предварительной и окончательной термической обработки. Отклонения размеров от исходного отожженного состояния приводятся во всех предлагаемых таблицах, а сразу после закалки с различных температур нагрева представлены в табл. 1.

Для обеспечения прокаливаемости образца из стали У8 закалку с температурой нагрева 820, 900, 1000°С проводили в воду; для устранения трещин закалка с 1199, 1159 и 1200°С проводилась в масле.

Можно ожидать, что объёмные изменения при закалке с температурой нагрева выше 900°С частью компенсируются ростом количества остаточного

большее изменение размеров. Как будет показано ниже, количество остаточного аустенита в этом случае остаётся не значительным и примерно на одном уровне вне зависимости от температуры первой закалки.

Окончательный отпуск 180-160°С ведёт к снижению отклонений размеров от исходного из-за снижения тетрагональности мартенсита и снижения внутренних напряжений.

Однако, во всех случаях минимальное изменение размеров имеет место при температуре предварительной закалки 1100°С (табл. 1). Среднеарифметические значения отклонения размеров образцов из стали У8 от исходного состояния в процессе термической обработки приведены в табл. 2. Здесь четко видно, что снятие тетрагональности отпуском всего 180°С резко снижает изменение размеров.

Для сравнения приведен режим термической обработки, который был специально разработан для инструментов, требующих минимального изменения размеров [2]. Этот режим включает в себя предварительную закалку с межкритических температур (760°С).

Рассматривая результаты опытов можно сказать следующее. При предварительной закалке с ростом температуры аустенизации изменения размеров в начале (до 900°С) возрастают, что связано с растворением избыточных (вторичных) карбидов в аустените и после закалки с получением более вы-

сокоуглеродистого мартенсита. Далее с повышением температуры аустенизации изменения размеров уменьшаются, т. к. растёт количество остаточного аустенита, который имеет более плотную упаковку атомов и меньший объём. Однако уход части атомов углерода на дислокации снижает тетрагональность решетки мартенсита и это происходит наиболее полно там, где плотность дислокаций максимальна, т. е. при температуре закалки 1100°C. Промежуточный отпуск 450°C, который вводится для стабилизации структуры с целью закрепления дислокаций атомами примесей и карбидами отпущен-

ной стали, снижает изменения размеров, но характер кривой остается прежним.

Повторная закалка с температуры нагрева 840°C вновь резко увеличивает отклонения размеров, хотя минимум деформации остается при 1100°C. Окончательный отпуск 180°C в значительной мере снимает тетрагональность решетки мартенсита и внутренние напряжения. В этом случае изменения размеров по диаметру равны +0,011 мм, а по длине не превышают 0,05 мм. Это минимальные значения по сравнению со всеми другими режимами предварительной термообработки.

**Список литературы:**

1. Бобровников Г.А. Прочность посадок, осуществляемых применением холода. М., Машиностроение. 1971, 95 с.
2. Геллер Ю.А. Инструментальные стали. М. Металлургия. 1975, 583 с.

УДК 533

© Товбаев А.Н. 2006 й.

## УЧ ФАЗАЛИ ЭЛЕКТРОФЕРРОМАГНИТ ТОК ЗАНЖИРЛАРИДА СУБГАРМОНИК ТЕБРАНИШЛАРНИНГ ТАҲЛИЛИ

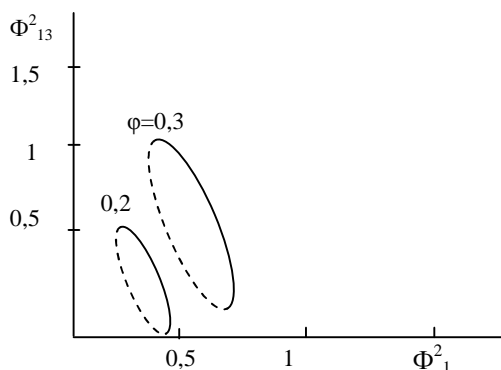
Товбаев А.Н., НДКИ «Электраминоти» кафедраси катта ўқитувчиси

Электроэнергетика ва кон электромеханика соҳаларида нозикли электр занжирларида электр токини узатиш линияларининг ҳар хил ўткинчи жараёнларида ҳосил бўладиган феррорезонансли автопараметрик тебранишларни ўрганиш муҳим аҳамиятга эгадир.

Шундай экан, уч фазали нозикли электроферромагнит ток занжирлари ва электр энергиясини узатиш линияларидаги содир бўладиган субгармо-

электроферромагнит занжирларда субгармоник тебранишларнинг ҳосил бўлиши узатиш линияларида келиб чиқадиган ҳалокатли ҳолатларни олдини олиш ёки иккиламчи статистик частота ўзгартиргич манбааларини яратиш имконини беради.

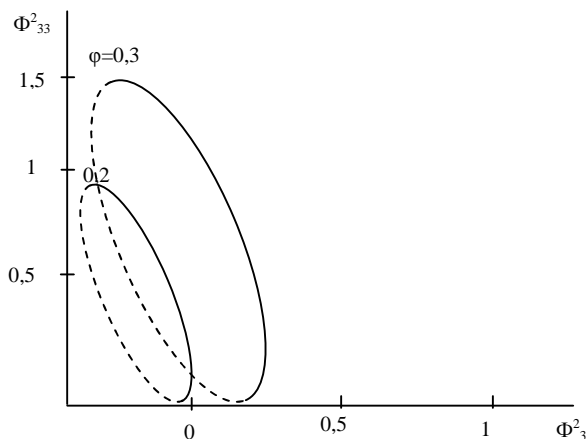
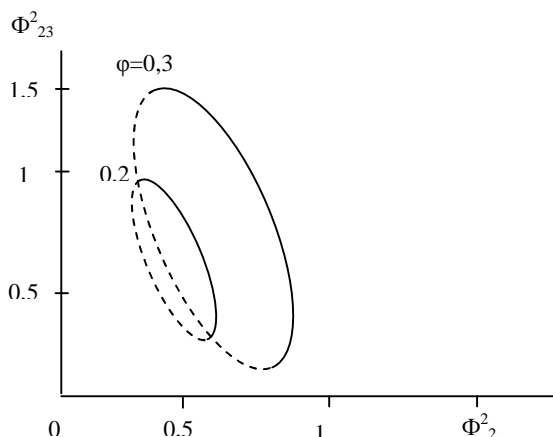
Электр энергиясини узатиш линияларида ҳосил бўлган субгармоник тебранишларни таҳлил қилиш жараёни кетма-кет уланган уч фазали электроферромагнитли ток занжирлар учун тузилган нозикли дифференциал тенгламани кичик параметрлар усулига асосан ечиш билан амалга оширилади. Бундай уч фазали электроферромагнит ток занжирларидаги субгармоник тебранишларнинг динамикасини ҳарактерловчи дифференциал тенгламаси куйидагича ҳосил қилинган.



ник тебранишларни таҳлил қилиш ҳам муҳимдир.

$$\frac{d^2\Phi_n}{dt^2} + d \frac{d\Phi_n}{dt} - \frac{1}{3} \sum_{n=1}^3 \frac{d^2\Phi_n}{dt^2} + mh\Phi_n^2 \frac{d\Phi_n}{dt} + k_0\Phi_n + km\Phi_n^3 = \text{Cos} \left[ 3t + j - \frac{(n-1)2p}{3} \right] \quad (1)$$

бу ерда:



$$d = \frac{3Ra}{w}, h = \frac{3bR}{w}, K_0 = \frac{9a}{cw^2}, K = \frac{9b}{cw^2},$$

$$G = \frac{9U_m}{w}, r = \frac{wt}{3}$$

Φ-магнит оқими;  
R-актив қаршилик;  
C-сигим;  
α, β-ночизикли индуктивлик коэф-  
фициентлари;

U<sub>m</sub>-кучланишнинг максимал қиймати;  
ω-бурчак частота;  
φ-бошланғич фаза;  
ν-фазалар сони.

Тенгламада уч фазали ток занжирларида учинчи тартибли субгармоник тебранишларнинг фазовий айланиш шартларини инобатга олган ҳолда турғун ҳолат учун тенгламанинг ечимини қуйидаги кўринишда изланади:

$$j_n = \frac{2p}{m \cdot n} (1-n) \quad (2)$$

$$\Phi_n = \Phi_{n3} e^{-i\frac{(n-1)2p\omega t}{9}} + \Phi_n e^{-i[3t - \frac{(n-1)2p\omega t}{3}] + kc + m\omega_n(t)} \quad (3)$$

бу ерда, q- фазалар тартиби (q=1,2,3)

Φ<sub>n</sub> ва Φ<sub>n3</sub> - асосий ва субгармоник тебранишнинг секин ўзгарувчи комплекс амплитудаси;

ω<sub>n</sub> - Φ<sub>n</sub> ва Φ<sub>n3</sub> тартибдаги чегаравий функция;

μ-кичик параметрлар коэффиценти.

(3) Тенгламани инобатга олган ҳолда (1) ноцикликли дифференциал тенгламани ечиш нати-

жасида субгармоник тебраниш турғун ҳолатини ифодаловчи алгебраик тенглама:

$$36x_1^2 + 9y_1^2 + 27x_1y_1 + 12 \frac{-d - 0,3d_0}{k} x_1 + 6 \frac{-x - 0,3d_0}{k} y_1 + \frac{(d + 0,82d_0)^2}{k^2} + \frac{-(j - 0,3d_0)^2}{k^2} = 0$$

$$36x_2^2 + 9y_2^2 + 27x_2y_2 + 12 \frac{-d - 0,3d_0}{k} x_2 + 6 \frac{-x - 0,3d_0}{k} y_2 + \frac{(d + 0,82d_0)^2}{k^2} + \frac{-(j - 0,3d_0)^2}{k^2} = 0$$

$$36x_3^2 + 9y_3^2 + 27x_3y_3 + 12 \frac{-j}{k} x_3 + 6 \frac{-x}{k} y_3 + \frac{(6 + 0,867d_0)^2}{k^2} + \frac{-j^2}{k^2} = 0$$

Алгебраик тенгламани геометрик усулда ечиш билан учинчи тартибли субгармоник тебранишларнинг параметрларига нисбатан турғун ҳолат учун амплитуда—частотавий характеристикалари чизилган.

Аналитик усул ёрдамида уч фазали ноцикликли ток электр занжир тенгламаси таҳлил қилиш натижасида учинчи тартибли субгармоник тебранишлар турғун ҳолат учун чегарали ва уйғотиш ҳолатни ҳосил қилувчи ток занжирларининг критик параметрлари, кучланиш амплитудаси ва бошланғич фазалари аниқланган.

#### Адабиётлар:

1. Рахимов Т.Р. «Феррорезонанс». Тошкент 1957 АН УзССР нашриёти.
2. Ивашев В.Н. «Колебания в нелинейных электрических системах». «Фан» нашриёти. Тошкент 1967.
3. Ибодуллоев «Субгармонические колебания в трехфазных электроферромагнитных цепях без нулевого провода». Вестник ТашГТУ № 1 1993, 77-83 с.

## СОВРЕМЕННЫЕ ИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ПРЕПОДАВАНИИ СПЕЦИАЛЬНЫХ ДИСЦИПЛИН

Пулатов А.М., ст. преподаватель кафедры «Педагогика и физическая культура» НГГИ, канд. пед. наук; Никкель Е.В., ассистент кафедры «Педагогика и физическая культура» НГГИ

В настоящее время, в области образования происходит социально-экономический и научно-технический процесс создания оптимальных условий для удовлетворения информационных потребностей [1, 2].

В этих целях осуществляется расширение использования в сфере образования новых информационных технологий, опирающихся на современную компьютерную базу, новые интерактивные методы: компьютерные обучающие программы, технические средства обучения на базе аудио-видеотехники, дистанционные средства обучения, телеконференции.

В разнообразии информационных технологий особое место занимают новые информационные технологии образования. Их актуальность обусловлена тем, что они совершенствуют систему образования и делают высокоэффективным учебный процесс.

Развитие современных компьютерных и телекоммуникационных технологий значительно расширяет их использование в образовательном процессе.

Процесс приобретения знаний по дисциплинам горного, химического, металлургического и бухгалтерского профилей в вузе можно разделить на основные составляющие: лекции, практические занятия, выполнение контрольных и курсовых работ, самоподготовка. При этом использование новых информационных технологий должно найти свое место во всех составляющих данного процесса.

Развитие информационных технологий позволило производить учебный процесс более наглядно. Лекции сопровождаются показом слайдов, что, несомненно, привлекает внимание студентов. Преподаватель, повторяя представленное на экране положение, дает комментарии и пояснения, а студент делает необходимые пометки в опорном конспекте. Умелое использование различных методов мультимедийной системы позволяет постоянно поддерживать внимание студентов, а также выделять наиболее значимые и важные моменты.

Конечно, подготовка таких лекций требует дополнительных затрат, времени преподавателя, зато такие лекции несомненно являются более плодотворными, позволяют значительно сократить затраты времени непосредственно в ходе самой лекции. Современные компьютерные технологии позволяют быстро вносить изменения и дополнения в разработанный материал, даже в ходе самой лекции.

Использование стократного программного обеспечения компьютера WINDOWS при чтении лекций, позволяет не только использовать заранее подготовленные слайды, но и проводить необходимые расчеты в ходе проведения лекции с использованием программы Microsoft Excel, Microsoft Access.

Студентами широко используются компьютерные технологии при написании самостоятельных работ по специальным дисциплинам. В частности при написании курсовых работ по дисциплинам «Открытые горные разработки» и «Подземные горные разработки» студентами используются: текстовый редактор Microsoft Word, табличный процессор Microsoft Excel.

При написании самостоятельных работ по дисциплинам «Методика преподавания специальных дисциплин», «Педагогическое мастерство», «Комплекс дидактических средств обучения» студентами помимо текстового редактора Microsoft Word, для проведения расчетов широко используются возможности табличного процессора Excel.

Компьютерное обучение является наиболее эффективной технологией, которая может быть использована в процессе обучения для передачи учебных курсов и обеспечения обратной связи обучаемого с преподавателем.

В ходе этой работы у студентов вырабатываются и преобладают навыки самостоятельной работы, что имеет огромное значение для формирования специалиста.

Видеоконференции с использованием компьютерных технологий дают возможность прямого доступа к мировым информационным ресурсам и позволяют получить интерактивный доступ к удаленным базам данных, информационно-справочным системам, библиотекам при изучении предмета получить консультации ведущих специалистов.

Однако необходимо помнить, что в любом случае, при использовании информационных технологий необходимо чуткое руководство преподавателя. Только он может с помощью информационных технологий реализовать индивидуальное и дифференцированное обучение, так как именно в этой системе человек работает в большей степени индивидуально и самостоятельно. Именно эти факторы являются показателем гармонично развитой личности, что является необходимым условием формирования специалиста.

Для широкого внедрения информационных технологий в процесс обучения необходимо более ши-

рокое овладение преподавателями методов и средств разработки обучающих технологий. Необходимо повышение уровня базовой компьютерной подготовки преподавателей; распространение реализованных на практике новых обучающих технологий для обеспечения их заимствования, а также проведение методических семинаров. Использование новых информационных технологий в препода-

вании специальных дисциплин создает в целом основу для совершенствования современной технологии обучения в высших учебных заведениях. Также позволяет разбудить творческое начало у студентов, развить их мышление, дать им необходимые для практической деятельности навыки, повысить качественный уровень обучения.

#### Список литературы:

1. Ю.С. Брановский. *Новые информационные технологии*. 2002, с. 31-36
2. В.Ф. Вишнякова. *Обучение работников образования на основе использования средств новых информационных технологий*. Книга 2. М., 2002, с. 189-194

УДК 001

© Аяпова Д.У. 2006 г.

## ОСОБЕННОСТИ НЕМЕЦКОГО ЯЗЫКА ПРИ РАБОТЕ С ТЕХНИЧЕСКОЙ ЛИТЕРАТУРОЙ

Аяпова Д.У., старший преподаватель Зарафшанского ОТФ НГГИ

Язык и стиль немецкого научно-технического текста, отличается от разговорного и литературного. Для языка немецкой научно-технической литературы характерно употребление больших по объему и сложных по структуре периодов, содержащих несколько придаточных предложений, переплетающихся между собой, а иногда разрывающих главное предложение.

Своеобразный порядок слов немецкого придаточного предложения, где глагол-сказуемое стоит в конце, а также главного предложения, которое начинается с глагола-сказуемого, если оно стоит после придаточного, затрудняет в ряде случаев выделение главного и придаточных предложений в составе данного периода.

Место отделяемой глагольной приставки (в конце предложения) осложняет определение сказуемого в предложении. Своеобразное употребление отрицания в немецком языке, которое может стоять на последнем месте огромного периода, не всегда позволяет определить содержание мысли автора, заключенной в данном предложении. Наряду со сложными периодами немецкий научный текст содержит большое количество инфинитивных и причастных оборотов, не характерных для разговорной речи.

Для того чтобы облегчить работу с техническим переводом рассмотрим в настоящем пособии наиболее распространенные трудности перевода некоторых лексических и грамматических особенностей немецкого языка.

Расширение обмена технической информацией между странами, специфические задачи творчества

исследователей, ученых, инженеров, работающих с переводной научно-технической литературой, обусловили появление следующих видов технического перевода: 1) полный письменный перевод; 2) реферативный перевод; 3) аннотационный перевод; 4) перевод типа экспресс-информации. Из всех названных видов перевода наиболее важным является полный письменный перевод. Основные виды технического перевода являются производными формами полного письменного перевода, его сокращенными вариантами.

Работа над полным письменным переводом складывается из нескольких этапов, она требует определенных навыков и знания правил перевода технических и научно-популярных текстов, которые приводятся ниже.

1. Прежде чем приступить непосредственно к переводу текста следует прочитать его от начала до конца, стараясь не останавливаться на трудно переводимых предложениях. Это важно для того, чтобы получить общее представление о содержании текста, его тематике.

Начинать читать текст следует с заголовка, так как в большинстве случаев он указывает на тематику текста. После общего ознакомления с текстом, определения его тематики, переводчик подбирает необходимую для выполнения перевода литературу: специальные словари, справочники, энциклопедии по тем областям науки и техники, которые освещаются в оригинале. Для записи значений незнакомых слов и выполнения черновых вариантов перевода необходимо завести специальную рабочую тетрадь.

2. Подбрав справочную литературу и ознакомившись, в общем, с текстом, следует: а) повторно прочитать весь текст; б) разделить его на законченные по смыслу части (предложения, абзацы, несколько абзацев); в) составить план текста, выделяя ключевые вопросы, затронутые автором (это поможет в дальнейшем при выполнении других видов перевода). Если составить план трудно, можно ограничиться лишь делением текста на части.

3. Теперь можно непосредственно приступить к письменному переводу каждой части текста. Прочитав предложение и встретив незнакомое слово, не спешите искать его в словаре, попытайтесь понять значение слова из контекста. Если понять значение слова из контекста не удастся, следует обратиться к словарю. Перевод значения незнакомого слова заносится в рабочую тетрадь. Если трудности вызывает перевод предложения в целом, необходимо сделать грамматический анализ предложения, что поможет лучше понять его содержание и облегчит перевод.

После того как выполнен перевод первой части, выделенной вами, необходимо сверить оригинал с переводом. Для этого следует еще раз прочитать соответствующую часть немецкого текста. Теперь отредактируйте перевод, обращая внимание на его адекватность оригиналу: правильно ли передан смысл и стилистические особенности подлинника при одновременном соблюдении норм русского языка.

При переводе отдельных частей текста необходимо соблюдать унификацию терминов и понятий, то есть придерживаться только одного варианта перевода на русский язык немецких слов. Так, если

в первой части перевода слово *der Korper* было переведено как корпус, то в дальнейшем нельзя использовать такие варианты его перевода, как остов, каркас, тело.

4. После того как переведены и отредактированы все части текста следует еще раз прочесть весь перевод и окончательно отредактировать его в целом. При выполнении полного письменного перевода переводчик должен строго придерживаться определенных правил, соблюдение которых проверяется в процессе редактирования. Это следующие правила:

- нельзя сокращать перевод, опуская несущественные, по мнению переводчика, части текста;
- в переводах с западных языков названия книг, журналов, газет и статей оставляют на языке оригинала;
- все примечания (переводчика, автора) помещают внизу страницы;
- выделенные в оригинале слова или части текста в переводе выделяются подчеркиванием;
- при переводе следует сохранять абзацы оригинала;
- иностранные фамилии пишутся по-русски;
- единицы измерения, не соответствующие метрической системе и международной системе измерений СИ, подлежат в переводе приведению к этим последним;
- в переводе изложение ведется от 3-го лица. Так, вместо «мы считали нужным» следует писать: «авторы статьи считали нужным»;
- при переводе не рекомендуется пользоваться безличной формой глагола.

УДК 001

© Перегудова Г.П. 2006 г.

## РЕШЕНИЕ ФИЗИЧЕСКОЙ ЗАДАЧИ НА ПРИМЕРЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ЗАВИСИМОСТИ КОНТАКТНЫХ НАПРЯЖЕНИЙ ОТ ПАРАМЕТРОВ ШАРОШЕЧНОГО ДОЛОТА ПРИ БУРЕНИИ

Перегудова Г.П., преподаватель кафедры «Естественные и общетехнические дисциплины» Зарафшанского ОТФ НГИ

Одним из наиболее трудоемких процессов при добыче полезных ископаемых открытым способом является бурение скважин для размещения в них зарядов взрывчатых веществ. Для бурения взрывных скважин на карьерах созданы высокопроизводительные буровые станки шарошечного бурения, которыми выполняют основной объем буровых работ на карьерах. Шарошечное бурение - наиболее перспективный способ бурения горных пород с ко-

эффициентом крепости пород  $f = 6 \div 14$  по шкале проф. Протодяконова [1].

При бурении удары по забою наносят зубки шарошечного долота, перекатывающиеся по забою. Под воздействием большого осевого усилия зубки внедряются в породу и производят ее разрушение.

При этом преобладает разрушение смятием и раздавливанием. Внедрению зубков в породу способствуют динамические нагрузки, возникающие

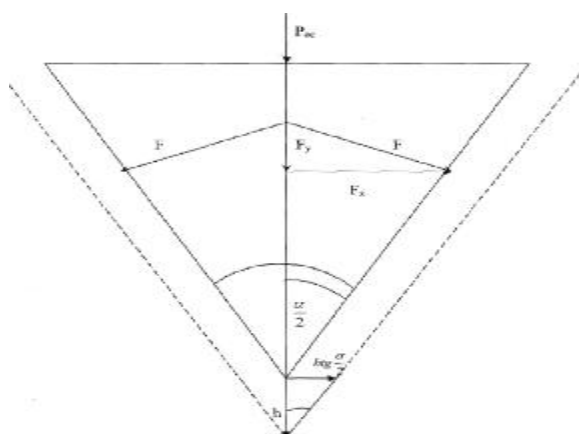


Рис. Схема распределения сил при взаимодействии зубка шарошечного долота с породой

при вращении долота. Осевое усилие при этом выбирается исходя из крепости породы, прочности шарошечного долота и других факторов.

Эффективность шарошечного бурения в значительной степени зависит от эксплуатационных свойств бурового инструмента. С увеличением коэффициента крепости пород ( $f$ ) с 3 до 20 расходы на буровой инструмент в стоимости бурения на 1 м скважин возрастают с 10 до 75%.

Задача определения рационального режима бурения сводится к выбору его параметров (частоты вращения долота, осевого усилия и др.) в зависимости от свойств буримых пород.

Работа с недостаточным осевым усилием резко уменьшает эффективность бурения. С увеличением частоты вращения шарошечных долот скорость бурения растет, а интенсивность разрушения породы в забое, характеризуемая глубиной погружения долота за одно вращение снижается.

Уменьшение эффекта разрушения породы под зубком шарошечного долота объясняется уменьшением времени контакта между инструментом и породой, вследствие чего разрушение породы происходит в меньшем объеме.

На процесс разрушения породы влияют не только абсолютные величины основных режимных параметров (осевого усилия и частоты вращения), но и соотношение этих величин.

В случае недостаточного контактного давления на зубки шарошечного долота имеет место процесс поверхностного разрушения, которое по мере увеличения осевого усилия переходит в усталостное, а затем при  $175 \text{ кН} < P < 450 \text{ кН}$  наступает эффективное объемное разрушение [2].

#### Задача

Рассмотрим взаимодействие зубка шарошечного долота с породой без учета энергии вращения (рис.). Пусть  $M$  - масса породы, взаимодействующей

шей с зубком шарошечного долота, кг;  $m$  - масса зубка шарошечного долота, кг;  $a$  - угол заострения зубка, градус;  $P_{oc}$  - осевое усилие, кН;  $F$  - сила давления зубка на грунт, кН;  $S_{кон}$  - контактное напряжение, возникающее при взаимодействии зубка с породой, МПа.

Определить контактное напряжение, возникающее при данном взаимодействии.

Силой, сообщаемой породе ускорение ( $a$ ) в горизонтальном направлении будет горизонтальная составляющая силы давления зубка  $F_x$ :

$$F_x = F \cdot \cos \frac{a}{2}$$

Учитывая что  $Ma = F_x$

$$\text{получаем: } Ma = F \cdot \cos \frac{a}{2} \quad (1)$$

Если ( $b$ ) – вертикальное ускорение зубка, то:

$$mb = P_{oc} - 2F \cdot \sin \frac{a}{2} \quad (2)$$

где  $F_y = F \sin \frac{a}{2}$  - вертикальная составляющая силы  $F$ .

Так как смещение зубка вниз на некоторую высоту ( $h$ ) вызывает горизонтальное смещение породы на  $htg \frac{a}{2}$ , то ускорения ( $a$ ) и ( $b$ ) связаны соотношением:

$$a = b \cdot tg \frac{a}{2} \quad (3)$$

Совместное решение уравнений (1), (2), (3) приводит к окончательному результату:

$$a = \frac{P_{oc} \cdot tg \frac{a}{2}}{m + 2M \cdot tg^2 \frac{a}{2}}$$

Следовательно, контактные напряжения при этом взаимодействии будут выражаться формулой:

$$S_{кон} = \frac{MP_{oc} \cdot tg \frac{a}{2}}{S(m + 2M \cdot tg^2 \frac{a}{2})}$$

где  $S$  - площадь поверхности взаимодействия зубка шарошечного долота с массой грунта.

Из полученного соотношения можно сделать следующие выводы:

1. При возрастании крепости пород соответственно требуется увеличить осевое усилие;
2. Контактные напряжения, возникающие при работе шарошечного станка, зависят от параметров шарошечного долота (например, от угла заострения и массы зубка шарошечного долота).

#### Список литературы:

1. Сафохин М.С. Катанов, Б.А. «Машинист бурового станка на карьере», Москва Недра 1976.
2. Е. А. Толстов, В.Н. Сытенков, С.А. Филиппов «Процессы открытой разработки рудных месторождений в скальных массивах. Ташкент "Фан" 1999.

## РОЛЬ МАТЕМАТИКИ ПРИ ИЗУЧЕНИИ ТЕХНИЧЕСКИХ ДИСЦИПЛИН

**Пиримов А.**, зав. кафедры «Высшая математика» НГГИ; **Хакимов А.**, доцент кафедры «Высшая математика» НГГИ, канд. физ.-мат. наук; **Худайбердиев О.Ж.**, ст. преподаватель кафедры «Высшая математика» НГГИ, канд. физ.-мат. наук; **Исмоилова З.Т.**, ассистент кафедры «Высшая математика» НГГИ

В современной науке и технике математические методы исследования, моделирования и проектирования играют всё большую роль.

Математика успешно применяется при решении конкретных задач всех общенаучных и инженерных дисциплин, таких как: физика, теоретическая механика, электроника, сопротивление материалов, горное дело, горная электромеханика и т.д. [1, 2].

Рассмотрим далее вопрос о том, какие разделы математики нужны и в каком объеме, для усвоения каких дисциплин, читаемых студентам разных курсов и направлений.

1. Для хорошего освоения дисциплины «сопротивление материалов», прежде всего, нужны знания школьной арифметики, геометрии и алгебры.

Здесь чаще всего приходится вычислять значения числовых выражений, площадей и объемов фигур.

При рассмотрении вопросов кривизны и кручения нужны формулы их вычисления, т.е. нужно чтобы студент умел вычислять производную, интеграл от различных интегрируемых функций. Здесь применяются также ряды, дифференциальные уравнения.

Для вычисления критической силы нужно знание формулы Эйлера.

Интеграл - важный инструмент в руках сопромата:

а) для вычисления напряжения при изгибе под действием сил;

б) для вычисления потенциальной энергии при решении задач по теореме Касстильяно;

в) при определении эластического передвижения энергетическим способом (теорема Бетти, Максвелла, способ Мора, Верещалина) и т.д. В вопросах, связанных с устойчивостью равновесия деформируемых систем применяются обыкновенные дифференциальные уравнения первого и второго порядков.

2. Для хорошего освоения курса «теоретической механики» нужны знания не только элементарной математики, но и некоторые разделы высшей математики. В курсе «теоретической механики» во ВТУЗе используется векторная алгебра (в статике твердого тела, кинематике точки и твердого тела, динамике точки, системы и тела). Дифференциаль-

ное и интегральное исчисление векторной функции действительного переменного (в кинематике и динамике точки и тела), дифференциальное и интегральное исчисления действительных функций одного и многих переменных (центр тяжести системы точек, тела, моменты сил, инерции), обыкновенные линейные дифференциальные уравнения первого и второго порядка.

3. Для хорошего освоения «общего курса физики» нужно умение вычисления производных и интегралов действительных и векторных функций действительного переменного: ускорение, угловая скорость, угловое ускорение в динамике (импульс силы, центр инерции), работа силы, момент инерции тела, поток вектора напряженности электростатического поля, сила электрического тока, электродвижущая сила электромагнитной индукции. Изучение физических основ механики, колебаний и волн, теории электричества и электромагнетизма, атомной физики опирается на понятия и методы векторной алгебры и векторного анализа.

4. Курсам «электротехники», «теоретических основ электротехники» и «ГЭМ» нужны знания теории электричества и электромагнетизма из «общего курса физики», поэтому нужна та часть высшей математики, которая используется в курсе физики. При изучении методов расчета сложных электрических цепей применяется теорема Крамера, элементы теории матриц, алгебра комплексных чисел, дифференциальные уравнения 1-го и 2-го порядков, ряды Фурье, интегралы Фурье, уравнение с частными производными, векторный анализ.

5. Для хорошего освоения «курса теории механизмов и машин» нужны элементарные сведения по теории матриц (определения положений звеньев плоской незамкнутой кинематической цепи, определение положений звеньев пространственных четырехзвенных механизмов, определение скоростей и ускорений звеньев пространственных механизмов, производных механизма при определении сил, зависящих от скорости, синтез замкнутых зубчатых дифференциалов, синтез гидравлических механизмов).

Теперь, в виде иллюстрации приводим несколько конкретных примеров некоторых областей аппарата математики для решения этих задач.

**1. Некоторые физические приложения векторной алгебры:**

1). Момент силы  $\vec{F}$ , приложенной к точке  $A$  относительно некоторой точки  $O$ , есть векторное произведение векторов  $\vec{OA}$  и  $\vec{F}$ :  $\vec{M} = [\vec{OA}, \vec{F}]$ .

2). Линейная скорость  $\vec{v}$  точки, вращающейся вокруг неподвижной оси с угловой скоростью  $\vec{\omega}$ , есть векторное произведение векторов угловой скорости и радиуса-вектора  $\vec{R}$  этой точки:

$$\vec{v} = [\vec{\omega}, \vec{R}].$$

3). Сила Кориолиса, действующая на тело, участвующее во вращательном движении с угловой скоростью  $\vec{\omega}$  и относительном движении со скоростью  $\vec{v}_e$ , пропорциональна векторному произведению векторов скоростей:

$$\vec{F}_k = 2m[\vec{v}_e, \vec{\omega}]$$

где  $m$  – масса тела.

4). На частицу с электрическим зарядом  $q$ , движущуюся в магнитном поле со скоростью  $\vec{v}$ , действует сила Лоренца, пропорциональная векторному произведению вектора скорости и вектора магнитной индукции  $\vec{B}$ , являющегося силовой характеристикой магнитного поля:

$$\vec{F}_L = q[\vec{v}, \vec{B}]$$

**2. Физическими примерами скалярных полей могут служить:**

- поле температур неравномерно нагретого тела  $T=T(x; y; z)$ ;
- поле атмосферного давления на некотором участке земной поверхности  $P=P(x; y)$ ;
- поле распределения высоты поверхности над уровнем моря  $H=H(x; y)$ ;
- потенциал электрического или магнитного поля вокруг проводника с током  $j = j(x; y; z)$ .

Важнейшими характеристиками скалярных полей, знание которых позволяет наглядно представлять и анализировать их, являются следующие:

1. Линии и поверхности уровня.
2. Производная поля в точке в заданном направлении.
3. Градиент поля.

Физические примеры линий и поверхностей уровня:

- изотермы, изобары в метеорологии;
- горизонталы в картографии;
- эквипотенциальные линии и поверхности в теории электромагнетизма.

**3. Приложения определенного интеграла:**

1). Найти момент инерции однородного стержня массой  $M$  и длиной  $L$  относительно одного из его концов. Решение. Напомним: момент инерции тела массой  $m$  относительно точки или оси, равен произведению массы тела на квадрат расстояния от него до точки  $I = mr^2$ . Производя определенные вычисления, получим ответ:

$$I = \int_0^l \frac{M}{l} x^2 dx = \frac{M}{l} \frac{x^3}{3} \Big|_0^l = \frac{Ml^2}{3}$$

2). Найти кинетическую энергию однородного диска массы  $M$  и радиуса  $R$ , вращающегося вокруг центральной оси с постоянной скоростью  $\omega$ . Решение. Напомним: кинетическая энергия материальной точки массой  $m$ , движущейся со скоростью  $v$  равна половине произведения массы точки на квадрат её скорости  $K = \frac{1}{2}mv^2$ . Производя определенные вычисления, получим:

$$K = \int_0^R \frac{M\omega^2}{R^2} r^3 dr = \frac{M\omega^2}{R^2} \frac{r^4}{4} \Big|_0^R = \frac{1}{4}M\omega^2 R^2$$

**4. Применение векторного поля:**

Физическими примерами векторных полей могут служить:

- электрическое поле вокруг некоторого заряда. Здесь каждой точке пространства определен вектор напряженности поля, связанный с координатами точки величиной и конфигурацией заряда;
- магнитное поле вокруг проводника с током;
- поле скоростей частиц текущей жидкости;
- гравитационное поле.

Силовые поля, к которым относятся гравитационные, электрические, магнитные и скоростные, являются самыми распространенными физическими полями. Важнейшими характеристиками векторных полей являются: 1. Поток. 2. Циркуляция. 3. Дивергенция. 4. Ротор. 5. Линия тока. При этом поток и циркуляция являются суммарными (интегральными) характеристиками, а дивергенция и ротор - дифференциальными (точечными) характеристиками поля. Что касается последней характеристики, так называемых линий тока, то их непосредственное нахождение связано с решением дифференциальных уравнений и систем.

**Список литературы:**

1. Л.И.Терехина, И.И.Фикс. Высшая математика Томск, 2002, Том 1, 2, 3.
2. Пиримов А. и др. Лекции по высшей математике, Часть 1, 2, 3.

## ДИДАКТИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ПРИМЕНЕНИЯ КОМПЬЮТЕРА В ОБУЧЕНИИ

Юсупова Ф.З., ассистент кафедры «Педагогика и физическая культура» НГГИ; Эшонкулова Н.А., ассистент кафедры «Педагогика и физическая культура» НГГИ

*"Возрастает интеллектуальное признание того факта, что все системы являются человеком –машинными..."*

*Е. Мамфорд*

Начиная с Ратке и Коменского дидактика складывалась как наука о теории и методике обучения, призванная отвечать на вопросы, которые перед ней ставила педагогическая практика: зачем, чему, как, кого и какими средствами обучать [1-6]. Разработкой методов обучения мы обязаны классикам педагогической науки. Их трудами была создана дидактика как наука об обучении и система дидактических принципов (наглядности, доступности, постепенности и т.д.) - основных условий, определяющих педагогическую обоснованность и эффективность действий по организации и проведению учебного процесса. Эти дидактические принципы были положены в основу классических учебников, предназначенных для массового обучения. Классический учебник - результат "педагогической переработки науки" в том многогранном смысле, который вкладывал в это понятие Ушинский.

Постепенно в обучении, кроме учебников, стали использоваться и иные средства (модели, карты, схемы, диаграммы и т.п.), в том числе и компьютер. Специалисты не случайно называют его наиболее важной технологической инновацией XX века. Появление компьютера привело к тому, что им начали интересоваться, как средством обучения. Существует мнение, что для того, чтобы подготовить людей к жизни в информационном обществе, процесс перехода к которому наблюдается в наши дни, нужно их обучать, используя технологии этого нового общества [1].

Компьютер в обучении из средства, используемого лишь на занятиях информатики для изучения языков программирования, превращается в активного помощника преподавателя-предметника. Ведь на занятиях в компьютерном классе преподаватель выступает уже не в роли рассказчика, а становится для своих обучаемых, скорее помощником и инструктором. Занятия в компьютерном классе могут быть яркими, интересными, запоминающимися. Недаром, по мнению экспертов, новые компьютерные технологии обучения позволяют повысить эффективность практических и лабораторных занятий по естественнонаучным дисциплинам как минимум на 30%, а объективность контроля знаний учащихся

на 20-25% [2]. Следует заметить, что только компьютер позволяет создать произвольные меняющиеся изображения с приемлемыми затратами времени и сил. Существует притча о четырех школах математиков, которые обречены не понимать друг друга. Когда лектор говорит - "представьте окружность и касательную к ней", то представители первой школы считают что речь идет исключительно о горизонтальной линии над окружностью, второй школы - только о линии под окружностью, третьей и четвертой школ, что говорится о вертикальных линиях, соответственно справа и слева (рис.).

Конечно, это шутка. Но, каждый раз, когда речь идет о взаимном расположении нескольких элементов или об определенных сложных контурах, изо-

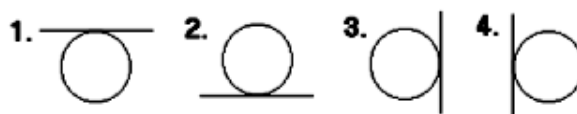


Рис. Четыре школы математиков

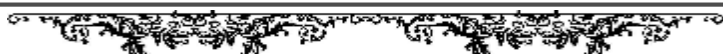
бражение, иначе говоря, схема, будет эффективнее любого описания, которое окажется либо недостаточным, либо избыточно подробным [3].

Определенно, можно считать, что в инженерной практике, предметом мышления становятся не столько понятия, сколько изображения (схемы, чертежи и т.п.). Меняя освещенность или цвет некоторых участков, можно демонстрировать колебание температуры или других свойств какого-нибудь тела. Но, феномен изменения свойств тела, является информацией о нем, а не новым представлением. Более того, не имея понятия "температура", нельзя будет представить ее, наблюдая смену цвета [4].

В то же время, нельзя утверждать, что применение динамической схематизации является единственным преимуществом использования компьютера в процессе обучения. Не следует упускать из виду, что компьютер позволяет обучающемуся не только читать, но и слушать, смотреть видео, а также активно воздействовать на происходящее. При получении информации при помощи и слуха, и зрения, обучаемому сложнее отвлекаться. В самом деле, если человек сосредоточенно слушает голос или музыку, то отвлечь его посторонним звуком сложнее, а визуальным эффектом (например, резким движением



или перепадом освещенности) легче. Таким образом, при комплексном восприятии отвleчься слож-



нее, значит, процесс обучения будет проходить более эффективно. Чертежи и схемы легче показать, чем описать словами.

Приведенный пример нельзя считать полностью корректным. По сути, мы сказали, что если хотим изучить картинку, ее легче увидеть, а если звук - услышать. Для чистоты эксперимента правильно взять нейтральную информацию. Например, текст изображенный на доске и проговариваемый преподавателем. Представленная на доске информация, позволяет сосредоточить внимание на любой части информации, а проговариваемый текст задает последовательность и скорость восприятия. Не следует забывать, что, как правило, предмет мышления представляется словами. С другой стороны, правильное произношение слов иностранного языка легче понять, услышав их, чем, наблюдая лишь за артикуляцией.

Не следует оставлять в стороне возможности компьютера, связанные с поиском необходимой информации, т.к. он является наиболее эффективным средством предоставления информации и зна-

чительно упрощает хранение и доставку последней.

При использовании электронных информационных ресурсов (электронные учебники, электронные библиотеки, Интернет и др.), возникает проблема поиска, связанная с одной стороны с тем, что "в компьютерах лежит только то, что туда положили", а с другой стороны необходимо знать "где это лежит", так как, начиная с определенного объема, информация не может эффективно систематизироваться человеком.

Компьютер, как средство обучения, может выполнять все дидактические функции:

- предъявление учащимся информации;
- закрепление знаний, умений, навыков учащихся;
- оценка результатов обучения.

Компьютер делает человека совершеннее; он его развивает, заставляет «шевелить мозгами», дисциплинирует мышление, тренирует сообразительность. Сам компьютер, его возможности – это продукт Интеллекта, и Интеллекта с большой буквы. Поэтому парта с компьютером – это пропуск в будущее.

#### Список литературы:

1. В.П. Беспалько. *Образование и обучение с участием компьютеров (педагогика третьего тысячелетия)*. М.: 2002.
2. А.И. Кириллов. *Обучающий компьютерный пакет РЕШЕБНИК.ВМ.* [www.AcademiaXXI.ru](http://www.AcademiaXXI.ru).
3. О.В. Зимина, А.И. Кириллов. *Инженерное образование в компьютеризированном обществе: Новые ориентиры // Проблемы теории и методики обучения.* 2003, 7, с. 68.
4. Хуторской А. В. *Современная дидактика: Учебник для вузов.* — СПб.: Питер, 2001, с. 31, 50-54, 185-197.
5. Я.А. Коменский. *Избранные педагогические сочинения.* М.: Педагогика, 1982.

УДК 628.38.58

©Тошов Б.Р., Нематов Б., Мухаммедов Ш., Мирзаев М.Ш. 2006 й.

## ТАЛАБАЛАР БИЛИМИНИ НАЗОРАТ ҚИЛИШДА РЕЙТИНГ БАЛЛАРИНИ БИР АСОСГА КЕЛТИРИШ

**Тошов Б.Р.**, НДКИ, «Кон электр-механика» кафедраси доценти, физ.-мат. фан. номзоди; **Нематов Б.**, НДКИ, «Машиносозлик технологияси» кафедраси катта ўқитувчиси, техн. фан. номзоди; **Мухаммедов Ш.**, НДКИ, «Кон электр-механика» кафедраси катта ўқитувчиси; **Мирзаев М.Ш.**, НДКИ, «Кон электр-механика» кафедраси ассистенти

Ўзбекистонда таълим тизими сифат босқичига ўтди. Бу босқичда талабаларни ўзлаштирган билимларини баҳолашнинг объективлигини оширадиган, ишончлигини таъминлайдиган, ҳаққонийлиги ва ягоналигини белгилайдиган самарали шаклини ишлаб чиқиш ва уни баҳолаш усулини яратиш – таълим ислохотининг асосий йўналишларидан биридир.

Маълумотларга қараганда, маъруза жараёнида материалларни талабалар томонидан ўзлаштирилиши ўрта ҳисобда 5-15 % ни, ёзма ишни бажарганда эса 95 % ни ташкил қилар экан. Шу сабабли билимларни ёзма шаклда назорат қилиш талабаларни фикрлаш қобилиятини ошириб, билим савиясини кенгайтиради.

Бундан ташқари талабалар ёзма ишни бажариш жараёнида нафақат ёзишни, балки ёзма ишнинг режасини ва тузилмасини аниқлашни, махсус терминларни ишлатишни, мос келадиган адабиётларни қидиришни, мавзунинг мақсади ва вазифалари аниқ кўрсатилган кириш сўзи ва хулосаларини ёзишни, ўз-ўзини назорат қилишни, ёзма иш услубини ҳам ўрганишади.

Бу борада шуларни ҳисобга олиб, Ўзбекистон Республикаси Олий ва ўрта махсус таълим вазирлигининг рейтинг тизимини янги услуб ва шакллар билан такомиллаштириш, ҳамда профессор-ўқитувчилар масъулиятини оширишга қаратилган «Талабалар билимини назорат қилиш ва баҳолаш рейтинг тизимини такомиллаштириш тўғрисида» ги

Фан соатлари бўйича рейтинг балларини тақсимланиши

Фан учун ажратилган соат	Назорат турлари	Назорат турига фойз		Машғулот соати (пара) ва саволлар сони	Пар бир машғулот (1 пара) ва савол учун тах. балл	Назорат турларининг микросессиялар бўйича тақсимланиши		
		Фойз	Бали			I м/с	II м/с	III м/с
36 соат 18 пара	ЖБ	35	12,6	18 пара	0,7	6×0,7=4,2	6×0,7=4,2	6×0,7=4,2
	ОБ	35	12,6	4 та	3,15	1×3,15=3,15	1×3,15=3,15	2×3,15=6,3
	ЯБ	30	10,8	2 та	5,4	2×5,4=10,8		
	Жами	100	36					
54 соат 27 пара	ЖБ	35	18,9	27 пара	0,7	9×0,7=6,3	9×0,7=6,3	9×0,7=6,3
	ОБ	35	18,9	6 та	3,15	2×3,15=6,3	2×3,15=6,3	2×3,15=6,3
	ЯБ	30	16,2	3 та	5,4	3×5,4=16,2		
	Жами	100	54					
72 соат 36 пара	ЖБ	35	25,2	36 пара	0,7	12×0,7=8,4	12×0,7=8,4	12×0,7=8,4
	ОБ	35	25,2	8 та	3,15	2×3,15=6,3	2×3,15=6,3	4×3,15=12,6
	ЯБ	30	21,6	4 та	5,4	4×5,4=21,6		
	Жами	100	72					
90 соат 45 пара	ЖБ	35	31,5	45 пара	0,7	15×0,7=10,5	15×0,7=10,5	15×0,7=10,5
	ОБ	35	31,5	10 та	3,15	3×3,15=9,45	3×3,15=9,45	4×3,15=12,6
	ЯБ	30	27	5 та	5,4	5×5,4=27		
	Жами	100	90					
108 соат 54 пара	ЖБ	35	37,8	54 пара	0,7	18×0,7=12,6	18×0,7=12,6	18×0,7=12,6
	ОБ	35	37,8	12 та	3,15	4×3,15=12,6	4×3,15=12,6	4×3,15=12,6
	ЯБ	30	32,4	6 та	5,4	6×5,4=32,4		
	Жами	100	108					

1999 йил 8 июн 194 - сонли буйруғи билан тасдиқланган «Олий таълим муассаларида талабалар билимини назорат қилиш ва баҳолашнинг рейтинг тизими тўғрисида Намунавий Низом» билан рейтинг тизимининг якуний баҳолаш тури таянч тушунчаларга асосланган «Ёзма иш» устида ўтказилиши зарурлиги ва унга ажратилган баллар миқдори, ўқув режасида фанга семестр (ўқув йили) учун ажратилган соатнинг 30 % миқдориди белгиланганлиги айни муддао бўлди [1] (жадвал).

Ҳар бир чиқарилган қонун ва низомлардан фойдаланиш давомида, рўёбга чиққан муаммоларни бартараф қилиш мақсадида, улар шарҳланади ёки қўлланмалар билан бойитилади. Шулар қатори «Намунавий низом» да кўрсатилган «Ёзма иш» ни ўтказиш тартибиди ёзма иш ҳажми ҳақида аниқ маълумот берилган бўлиб, уларда нечта мавзу ёки савол ёритилиши ҳақида гапирилмаган, чунки бизни кафедрамиздаги ҳамма фанлар ўқув режада кўрсатилиши бўйича механик йўналишдаги талабаларга зайтирилган соатда, механик бўлмаган йўналишдаги талабаларга эса камайтирилган соатда ўрганилади. Масалан, «Назарий механика» фанининг I-қисми механикларга 72 соатда, механик бўлмаган мутахасислик талабаларига 54 соатда ўрганилади. Низом бўйича якуний назорат ёзма ишни баҳолашда бу соатларни 30 % мос равишда 21,6 ва 16,2 баллни ташкил қилади.

Одатда якуний ёзма иш учта саволдан ташкил топган бўлади. У ҳолда 72 соатда ўрганиладиган гуруҳдаги талабалар ҳар бир саволни тўлиқ ёритганликлари учун 7,2 балл, 54 соатда ўрганиладиган талабалар учун эса 5,4 балл олишлари керак бўлади. Бу эса баъзида айнан бир саволни икки хил баҳо-

лашга тўғри келади, яъни баҳолашни ягоналиги бузилганлигини кўрсатади.

Кўпгина чет эл мамлакатларида, одатда, ўқув юртларининг кафедралари фойдаланиладиган баҳолашнинг белгилари ҳақида маълумотномалар ва услубий қўлланмалар нашр этилади. Улар ўқитувчилар ва ўқувчилар учун қўлланма бўлиб хизмат қилади.

Таҷрибали ўқитувчилар ёзма ишларни қандай баҳолаш мезонлари ва белгиларини олдиндан талабаларга эълон қилади. Бу билан у шу белгилари билан ўқувчиларга, ўзларини ва ўз ҳамроҳларини ёзма ишларини баҳолашга имконият яратади.

Шу юқорида келтирилган муаммони ҳал қилиш йўлларида бири сифатида қуйидагича иш тутамиз.

Якуний ёзма ишда бирор бир фанни ўрганиш учун ажратилган соатлар миқдорига қараб саволлар сони ўзгарувчан (боғлиқ) бўлса, бу муаммо осонликча ҳал қилинади. Бу учун бирор чегара танлаб олиниши керак. Шу мақсадда фанни ўрганиш учун ажратилган соатларни ҳар 18 соати учун бир савол олинса ва бу саволни таянч ибораларга асосланиб тўлиқ ёритилгани учун 5,4 балл деб белгиланса, мақсадга мувофиқ бўлади деб ҳисоблаймиз. Худди шу мулоҳазани ЖН ва ОН ларга ҳам қўлласак бўлади.

Талабаларни билимини назорат қилиш ва баҳолашнинг рейтинг тизими тўғрисидаги намунавий низомга асосан ЖБ да фаннинг ҳар бир мавзуси бўйича талабанинг билим даражасини (ўзлаштиришини) аниқлаб бориш кўзда тутилади. Бундан ташқари бизга шу нарса ҳам маълумки, маърузалар матнидаги ҳар бир мавзу ҳар бир пара дарс учун мўлжаллаб тайёрланган. Бу мавзулар шу

мавзу ўтилган маъруза дарсида ўзлаштирилади ва амалиёт (семинар, тажриба ва амалий машғулотлар) дарсларида мустаҳкамланади. Бу эса ЖБ да ҳар бир пара (маъруза ва амалий машғулотлар) дарсни тўлиқ ўзлаштиргани билан баҳоланади.

Шу мулоҳазалардан келиб чиқиб, худди ЯБ даги сингари ҳар бир пара дарсни тўлиқ ўзлаштирган (дарсга қатнашганлиги - 0,2 балл, конспекташтирганлиги - 0,2 балл, тест ёки бошқа турдаги назорат - 0,3 балл) учун 0,7 балл деб олсак рейтинг тизими тўғрисидаги намунавий низомга тўлиқ жавоб берган бўламиз.

Намунавий низом ОБ да фаннинг бир неча мавзуларини қамраб олган бўлим ёки қисм бўйича амалий машғулотлар ўтиб бўлингандан сўнг талабаларнинг назарий билимлари баҳоланади ва унда талабанинг муайян савол ёки муаммони ечиш маҳорати ва қобилияти аниқланади деб кўрсатилган. Биз баҳолашнинг бу турида ҳам ҳар бир муайян савол ёки муаммо (назарий савол, ҳисоб-график ишлари, тажриба ишлари, семинар, амалий масала) ни тўла ҳал қилганлиги учун 3,15 балл билан баҳоласак, мақсадга мувофиқ бўлади деб ўйлаймиз. Савол ёки муаммолар сонини эса худди ЯБ даги сингари ўқув режасида фан учун ажратилган умумий соатнинг ҳар 9 соатига битта тўғри келсин деб оламиз. Юқорида келтирилган мулоҳазаларни ўқув режасида фанлар учун ажратилган ҳар хил соатларга қўлласак қўйидаги жадвални оламиз.

Бу жадвалдан ҳамма фанлар учун ҳам фойдаланиш мумкин.

Бу жадвалдан ҳар бир талаба Низом бўйича ЖБда ҳар бир пара дарсни ўзлаштирганликлари учун қўйиладиган балларни, ОБ да нечта савол (саволлардан тузилган бўлса) бўлишини ёки нечта муаммо (ҳисоб-график иши, семинар, тажриба иши, амалий масала, тахлилий рефератлар) ни ҳал қилиши кераклигини ва ҳар бир иш қандай баҳоланишини, ЯБ да эса нечта савол бўлиши кераклигини, улар тўлиқ ёритилганда неча балл олишлари кераклигини билиб олишади ва шунга қараб тайёргарлик кўришади. Бундан ташқари ўқитувчилар учун ҳам бу жадвал амалий дастур сифатида хизмат қилади. Бундан ташқари Олий ўқув юртига қабул қилинган талабаларда ТЕСТ топшириқларини бажариш жараёнида ҳар бир саволга ягона балл олишларига кўникма ҳосил қилишган. У кўникма яна давом этади ва ривожланади. Агар бу жадвал ўқув аудиторияларига ва кафедрага тегишли қаридорларга осиглиқ турса, талабалар учун ҳам ўқитувчилар учун ҳам баҳолашнинг ягоналигига шубҳа туғилмайди ва талабалар ўз-ўзларини ёки ўртоқларини баҳолашларига имкон яратилади.

Сиртқи бўлим талабалари учун ОБ ва ЯБ саволлар сони ва уларга қўйилган баллар кундузги бўлимдагидек қолади. Фақат машғулотнинг ҳар бир дарси (параси) учун  $3 \times 0,7 = 2,1$  балл деб олинса, уларга қўйиладиган баллар келиб чиқаверади.

#### Адабиётлар рўйхати:

1. Имомов Э.З., Шохужаев А.Ш., Алибеков С.А. «Талабалар билимини назорат қилишнинг ёзма шакли», «Та'лим тиатрлари», 1999, 4-сон

УДК 001

© Шадиева Қ.С. 2006 й.

## БЎЛАЖАК ЎҚИТУВЧИНИНГ АМАЛИЙ ТАЙЁРЛИГИ

Шадиева Қ.С., Бухоро озиқ-овқат ва енгил саноат технология институти доценти, педагогика фанлари номзоди

Бўлажак ўқитувчининг амалий тайёрлиги мазмунини ташқи предметли ҳаракатларида кўриш мумкин. Бу ташкилий ва коммуникатив малакалардир.

Бўлажак ўқитувчининг ташкилотчилик фаолияти ўқувчиларнинг фаолиятини турли кўринишларига жалб қилиш билан боғлиқ. Ташкилотчилик маҳорати мобилизацион, инфорационлардан иборат – дидактик, ривожлантирувчи ва йўналтирувчи.

Мобилизацион малакалар нима?

• ўқувчилар эътиборини жалб этиш, уларда ўқишга мустаҳкам қизиқишни ривожлантириш;

- билимларга талабларни шакллантириш;
- ўқув кўникмаларини шакллантириш;
- ўқув фаолиятини илмий ташкил қилиш усулларига ўргатиш;
- рағбатлантириш ва жазолашлардан тўғри фойдаланиш.

Кейинги гуруҳ – инфорацион-дидактик малакалар.

Бу фақатгина бевосита ўқув ахборотларини баён этиш билан эмас, балки уни олиш ва ишлаб чиқиш усуллари билан ҳам боғлиқ малакадир.

Дидактик малакалар – бу малакалар:

- фандаги вазият, ўқувчиларнинг билимли-

лик даражаси, уларнинг ҳаётий тажрибаси ва ёшини ҳисобга олиб ўқув материалларини тушунарли баён этиш;

- ўқувчиларнинг ўқув ахборотларини ўзлаштиришлари ва дарс ўтиш жараёнини мантикий тўғри куриш;

- ЎТВ, кўргазмали воситалар, ЭҲМ лардан самарали фойдаланиш;

- ўқувчилар билимлари даражасини диагностика қилиш;

- ўқитиш усулини тезкор ўзгартириш.

Ташкилотчилик малакалари гуруҳига ривожлантирувчи малакаси киради.

Улар қуйидагиларни кўзда тутати:

- синфдаги алоҳида ўқувчиларнинг “ривожланиши яқин зоналарини” (Л.С.Виготский бўйича) аниқлашни;

- ўрганиш жараёнларини ривожлантириш учун махсус шароитлар ва муаммоли вазиятларни яратишни;

- ўқувчиларга индивидуал ёндашишни;

- энди йўналтирувчи малакалари ҳақида маълумот беришни.

Ўқитувчининг йўналтириш маҳорати ўқувчиларнинг маънавий-кадритли кўрсатмаларини ва уларнинг илмий дунёқарашини шакллантириш билан боғлиқдир. Бўлажак ўқитувчининг касбий тайёргарлигида коммуникативликнинг аҳамияти ҳақида аввал гапириб ўтган эдик. Чунки педагогик жараён жонли муносабатларда амалга оширилади ва у кўп жиҳатдан муваффақиятни белгилайди.

“Муносабатлар – буюк иши у билан инсоннинг тақдири ҳал бўлади” – деб ёзади В.Г.Белинский.

Коммуникатив малакалари таркибига нималар киради?

Ўқитувчининг коммуникатив малакаси – бу перцептив малакалар, вербал муносабатлар малакаси ва педагогик техникаси малакаси.

Перцептив малака нима?

Перцептив малака (лотинча perceptio – тасаввур, идрок этиш) – бу муносабатлар бошланғич босқичида намоён бўладиган малака, бошқа одамларни тушуниш малакаси.

Перцептив малакаларини амалга ошириш учун инсоннинг ўзи ҳақидаги мавжуд тасаввурини билиш керак (шахснинг «Мен» - концепцияси асосларини).

Педагоглар томонидан олиб борилган текширишлар перцептив малакалар қуйидаги малакаларни ўз ичига олишини кўрсатади:

- муносабатлар бўйича шеригидан олган сигналларини қабул қилиш ва мос равишда тушунтириш;

- шахс моҳиятига чуқур кириб бориш;

- индивидуал ўзига хосликларини аниқлаш;

- инсоннинг ички дунёсини, унинг йўналганлиги ва кейинги мумкин бўлган ҳаракатларини аниқлаш;

- инсон, шахс ва темпераментнинг қайси турига киришини аниқлаш;

- ҳаяжонларни, унинг ҳолатини билиб олиш;

- ижтимоий кадритларга муносабатини аниқлаш.

Вербал муносабатлар малакаси (вербал лотинча verbalis – оғзаки, сўз билан). Бу малакалар коммуникатив хужумни амалга ошириш билан боғлиқ, улар қуйидагилар:

- нутк билан;

- нуткида тўхталиш, фаол ички муносабатлар билан (диққат қилишни талаб этиб);

- ҳаракатли-белгили усулидан фойдаланиб.

Синф билан психологик алоқа ўрнатиш – вербал муносабатнинг асосий кўрсатмаларидан биридир.

Улар қуйидагилардан иборат:

- умумий излаш, ҳамкорликда ижодий фаолият шароитини яратиш;

- тарбияланувчиларни педагог билан ва фан билан муносабатларга тайёрлигини пайдо қилиш.

Кейинги муҳим ҳолат – бу педагогик жараёнда муносабатни бошқариш.

Бу ўқувчилар билан ҳамкорликда ижодий фаолиятни ташкил этишни ўз ичига олади. Муносабатни бошқаришда қуйидаги ҳолатлар назарда тутилади:

- диққатини тақсимлаш ва ушлаб туриш;

- хулқи ва муносабатларни энг қулай усулларини танлаш;

- тарбияланувчиларнинг хулқларини таҳлил қилиш;

- ўқувчиларни эмоционал ҳаяжонланишлари тажрибасини яратиш;

- синфда хотиржамлик муҳитини таъминлаш.

Вербал муносабатларда эмоционал қайта алоқани ўрнатиш жуда муҳим ҳолат ҳисобланади. Бунга қуйидаги малакалар билан эришилади:

- синфнинг психологик кайфиятини сезиш;

- ўқувчилар кайфиятларидан ўзгаришларни хис этиш;

- баъзи ўқувчиларнинг умумий фаолиятда иштирок этмаётганликларини ўз вақтида кўриш ва иложи борича уларни яна фаолиятда иштирок эттириш.

Ўқитувчининг малакаларини кўриб чиқиб педагогик техника ҳақидаги масалага тўхталишни лозим топдик.

Педагогик техника. Бу тушунчадан нимани англаш керак?

Педагогик техника - бу ўқитувчининг фаолиятида ҳар қандай вазиятда бошқа одамлар билан самарали ўзаро алоқалар олиб бориш учун зарур бўлган малакалар тўпламидир.

Вазиятлар турлича бўлиши мумкин. Булар нутқий малака, пантомимика, ўзини бошқаришни билиши, хушмуомалалик, оптимистик кайфият, актёрлик ва режиссёрлик малакалари элементлари.

*Педагогик техникага малакаларнинг икки гуруҳи киради:*

1. Ўз хулқини бошқариш билан боғлиқ малакалар. Булар мимика, пантомимика, эмоция, кайфият, диққат, тасаввур, овози, дикцияси.

2. Шахсга ва жамоага таъсир кўрсата олиш билан боғлиқ малака.

Педагоглар В.А.Мижерикова ва М.Н. Ермоленколарнинг асарларида педагогик техника куйидаги малакалар ва кўникмалардан ташкил топган:

- ўқувчилар ва бошқа одамлар билан муносабатларда тўғри оҳанг ва усулни танлаш;
- уларнинг диққатини бошқариш;
- суръатини ҳис этиш;
- сўз бойлиги, тўғри дикция, нафас олиш, мимика ва имо-ишораларни билиш;

- ўз танасини бошқаришни, мускуллари таранглигини бўшаштиришни билиш;
- ўзининг психик ҳолатини бошқариш;
- турли ҳиссиётларини ифода этиш учун маълум оҳангда гапириш техникасини билиши;
- суҳбатдошини ўзига оғдириш малакаси;
- ахборотларни чиройли, образли қилиб етказиш. Шундай қилиб бўлажак ўқитувчиларни амалий тайёргарлигига мобилизацион, инфорацион-дидактик, ташкилотчилик-ривожлантирувчи, коммуникатив, вербал муносабатлар малакаси киради. Бу малакалар эса бўлажак ўқитувчиларнинг педагогик техникани тўлиқ эгаллаб олишга ва ўз фаолиятларида бу малакалардан ўринли фойдаланишга ёрдам беради.

УДК 001

© Шадиева К.С. 2006 й.

## ИННОВАЦИОН ПЕДАГОГИК ФАОЛИЯТНИНГ МЕТОДОЛОГИК АСПЕКТЛАРИ

Шадиева К.С., Бухоро озик-овқат ва энгил саноат технология институтини доценти, педагогика фанлари номзоди

Инновацион педагогик фаолиятни таҳлил қилиш ўқитиш ва тарбиялаш анъанавий оммавий амалиётини инновацион фаолият хусусиятлари билан солиштиришни назарда тутди. Инновацион ва анъанавий педагогик фаолият ўртасида мураккаб диалектик умумийлик, ўхшашлик мавжудлигини кўрсатади. Бу умумийлик шундай йўл билан аниқланади: инновацион педагогик фаолият ўрганилади, умумлаштирилади, амалиётга тадбиқ этилади. Натижаси ўқитиш ва тарбиялашнинг янги сифатли даражаси бўлиб қолади. Анъанавий педагогик фаолиятни таҳлил қилиш унинг сифати қанчалик юқори бўлса, амалий ишчилар ва бутун педагогик жамоаларнинг янги ғоялари шунчалик қизиқарли, самаралилигини кўрсатади. Натижада инновацион ва анъанавий педагогик фаолиятлар бир-бирига таъсир кўрсатади, бир-бири билан қўшилиб бирлашиб боради. Инновацион фаолиятни асослаш учун куйидаги тоифаларни асослаб бериш керак: **педагогик маҳорат, педагогик ижодкорлик ва педагогик новаторлик.**

**Педагогик маҳорат** – педагогикага ва алоҳида методикаларга аввалдан ва мустақкам киритилган ишлаш усуллари, шакллари, методлари ҳамда воситаларини шахсий амалиётда турлича ва мослаштириб онгли равишда қўллашни ифода этадиган анъанавий педагогик фаолият тури. Педагогик фаолиятнинг бу тури ўқув-тарбиявий ишлаш методикасини юксак маҳорат даражасида эгалланганлиги билан ажралиб туради.

Касбий маҳоратни эгаллаган ўқитувчи куйидагилар билан фарқ қилади:

- тўғри танланган мисоллари, ўзига хос ва қизиқарли тузилган масалалар билан;
- моҳирлик билан ва аниқ ишлаб чиқилган рағбатлантириш, ҳамда баҳолаш тизими аниқ йўлга қўйилган қайта алоқа билан (оғзаки ва ёзма жавоблар билан);
- ўқитувчининг ўз ишлаш услуби ва йўли билан;
- дарсни қизиқарли ташкил этиши, ўқувчиларнинг турли хил ишларини самарали ташкил этиш билан;
- ўқитишда қўшимча самара берадиган махсус танланган ёки ўзи тайёрлаган кўргазмали қўлланмалари билан.

Педагогик фаолият унда ҳеч бир жиддий (принципиал) тамойили бўлмаган янгилик яратилмаган ҳолатда анъанавий ҳисобланади. Шунга қарамай яхши маълум бўлган ҳақиқий маҳорат даражасига етказилган иш усуллари, методлари ва шаклларида амалиётда фойдаланиш доимий юксак натижаларга эришишга имкон беради.

**Педагогик ижодкорлик** педагогик технологиянинг янги элементларидан фойдаланиши билан ҳарактерланади. Педагогик ижодкорлик алоҳида иш усуллари ва воситаларини модернизациялаштириш билан боғлиқ.

Модернизациялаштириш эса куйидагилардан иборат:

- ўқитувчи ва ўқувчининг янги иш усуллари ишлаб чиқиш;
- ўқув фанининг алоҳида бўлимлари бўйича ёки бутун яхлитлигича ўқитишнинг қизиқарли воситаларини танлаш;
- янги турдаги кўргазмаларни қуроллар, дидактик материаллар яратиш;
- шахс ва жамоа билан янада самарали ишлаш, ностандарт шаклларида фойдаланиш;
- турли йўналишларда таълим мазмунини янгилаш.

Педагогик ижодкорлик оммавий ва инновацион педагогик фаолият ўртасида алоҳида ўтиш босқичи мавжуд.

**Педагогик новаторлик** – бу ўқув-тарбиявий масалаларни ҳал этишнинг янги йўллари ишлаш билан боғлиқ бўлган педагогик фаолият туридир.

**Новаторлик фаолияти** оммавий фаолиятдан катта фарқ қилади. У ўқув режаларини, дастурларини, дарсликларини ўзгартиришни талаб этади.

**Новаторлик** фаолиятини амалга ошириш учун у ёки бу таълим муассасасининг янги фаолият тартибини ўзлаштириш керак бўлади.

**Педагогик новаторликни** микдорли кўрсаткичлар билан ўлчаб бўлмайди. Педагогик новаторликнинг натижалари ҳар доим ҳам дарҳол сезилмайди, улар шахснинг камолотига қаратилгандир.

Педагогик новаторлик қуйидаги фарқ қилувчи хусусиятлари билан ўзгачалик касб этади:

- шаклан ва мазмунан янги самарали маҳсулдор педагогик технологиялардан фойдаланиш;
- ўқувчиларнинг фикрлашлари ҳамда ижодий қобилиятларини ривожлантириш, тарбиялаш ва уни амалга ошириш кабилар;
- мураккаблик даражасини ошириб, билимларини англаган ҳолда қўллашни талаб этувчи фаол методларни қўллаш;
- қайта алоқани амалда қўллаб, ҳамкорлик педагогикасидан фойдаланиш.

Амалий ишларда педагогик фаолиятни педагогик маҳоратга, ижодкорликка, новаторликка ажратиш, уларни чегаралаш мумкин эмас.

Инновацион фаолиятнинг бу ташкилий қисмлари бир-бири билан жуда яқин бўлиб, ўзаро боғлиқликка олиб боради.

Инновацион фаолиятга методологик ёндашишда инновацияларнинг муҳим хусусиятларини, унинг сифат кўрсаткичларини ажратиш кўрсатиш зарур.

Инновацион фаолиятнинг асосий кўрсаткичлари олимлар томонидан ишлаб чиқилган ва қуйидаги тоифаларга ажратилган:

**1. Натижаллик** – таълим ва тарбияда юқори сонли ва сифатли натижалар олиш (Ю.К.Бабанский, М.Н.Скаткин, Т.И.Шамова).

1. **Мустаҳкамлик** – вақтинчалик эмас, балки узоқ вақт муваффақият ва мустаҳкам натижалар мавжудлиги (Ю.К.Бабанский).

2. **Оптималлиги** – ўқитувчи ишидаги методлари, усуллари, шакллари ва воситалари бир-бирига мос келиши (М.Н.Скаткин), вақтли, кучли ва воситаларни тўғри сарфлаш (Ю.К.Бабанский).

3. **Комплекслик** – шахснинг баркамол ривожланишига кўрсатма. “Ёрдамчи натижаларга” эришиш (В.В.Сериков) таълим, тарбия ва шахсни ривожлантириш жараёнларининг бирлигини таъминлаш (Э.И.Моносзон).

4. **Имкониятлари кенглиги** – “кам сонли услублардан турли хил комбинацияларда фойдаланиш” (В.В.Сериков), “мос равишда таъсир кўрсатиш” (Ю.К.Бабанский).

5. **Амалийлик** – ушбу инновация доирасида замонавий мактаб асосий қарама-қаршиликларини ўқитиш ва тарбиялашнинг янги вазифаларига мос ҳал этиш (Э.И.Моносзон).

6. **Истиқболлилиги** – “ижтимоий ривожланиш тенденцияларини, ҳаёт талабларини, ижтимоий буюртмани” ҳисобга олиш (М.Н.Скаткин).

7. **Тизимлилик** – ишда “ҳамма самаралиларни жамловчи” олиб келувчи мантиқнинг мавжудлиги (Я.С.Турбовский).

8. **Илмийлик** – ҳамма хулосаларнинг исботлилиги ва асосийлиги, “умумий педагогик ғояни аниқ ўқув-тарбиявий амалиётга айлантириш” (Э.И.Моносзон).

9. **Қўлланилиши** – педагогик инновациянинг субъектив омилларга нисбатан боғлиқ бўлмаслиги, “янгиликни ўқувчиларнинг мавжуд ўқув имкониятларига ва ўқитувчилар асосий оммаси имкониятларига мос келиши” (Ю.К.Бабанский).

Келтирилган кўрсаткичларга амал қилиш инновацион фаолиятни шахсга йўналтирилган таълим жараёни талабларини амалга оширишга қаратилган тизим каби қараш имконини беради.

Инновацион фаолиятга методологик ёндашиш унинг таркибий қисмларини ажратиш кўрсатиш имконини беради:

- шахсга таъсир кўрсатиш инновацион усуллари қўллаш;
- ўқитувчиларнинг инновацион педагогик технологиялар асосида ишлаш тизимларидан фойдаланиш;
- инновацион таълим муассасаларининг фаолияти.

**Шахсга таъсир кўрсатишнинг инновацион усуллари.**

**Педагогик ёрдам.**

Бу шахснинг индивидуал сифатида ўзини ташкил этишига қаратилган педагогик фаолиятнинг алоҳида соҳасидир. Педагогик ёрдам бу тарбияланувчи билан биргаликда унинг шахсий қизиқишларини ва инсонийлик қиммати, ҳамда мустақиллигини сақлашга ҳалал бераётган

муаммони йўқотиш йўлларини аниқлаш жараёнидир. Педагогик ёрдамнинг назарий-методологик асоси тарбияловчилар ва тарбияланувчилар фаолиятида зулм ўтказмаслиги, мажбурламаслик (кучдан фойдаланмаслик) педагогик концепцияси ҳисобланади.

Педагогик мажбур этмаслик концепцияси Б.Т. Лихачев, В.Г. Марамов, В.А. Ситаровлар ишларида ишлаб чиқилган.

Ушбу ақидага кўра зулм қилмаслик бирлиги ва уларнинг ўзаро алоқаси, табиий ва ижтимоий мажбурлаш сабабчи эканлигини ташкил этади. Б.Т. Лихачевнинг фикрича тарбия соҳасида ҳатто “зарар етказма” тамойилини ҳисобга олиб ҳам, “инсонпарварлик педагогикаси”га мос шароитларида ҳам, яхшилиқни кўзлаб зулм ўтказмаслик мумкин эмас. Бола албатта “ижтимоий ҳаётга фаол иштирок этар экан у истайдими, йўқми зулмга – ёмонликка, одоб ва ахлоқ қоидаларини ўрганишга чақириб даъват қилинар экан, жамиятнинг қонун қоидаларини бажаришга кўникма ҳосил қилиши шарт”. Акс ҳолда жамият фожиага юз тутаяди.

Зулм ўтказмаслик концепциясини ишлаб чиқувчилар ўз асарларида тарбия шахсининг маънавий “асосини” унинг ахлоқий эркинлигини шакллантириш ҳисобланган қоидага таянадилар.

Тарбиялаш негатив ижтимоий шароитларда ва экстремал вазиятларда ўз-ўзи билан бўлишга қодир. Мустақил масъулиятга қарорлар қабул қилишга ва ҳаракат қилишга тайёр шахсни ривожлантиришга йўналтирилади. Тарбиялаш ўсиб келаётган авлодга ижтимоий ҳаёт тажрибасини етказишнинг доимий объектив механизми ҳисобланади. Зеро, тарбиялашнинг ўзи баркамол, ижодий эркин шахсни шакллантиришга қодир.

Тарбиялаш жараёни – бу мураккаб, узоқ давом этадиган, қарама-қарши жараёндир. У педагогик мақсадга мувофиқ, таъсир кўрсатиш йўли билан амалга оширилади. Ҳар қандай мажбурий ҳаракат ўрни билан яқка таъсир ўтказиши мумкин.

Педагогик мажбурлашда инсонпарварлик концепцияси етакчилик қилиб тарбиячи мажбурлаб, ўргатиш орқали шаклланаётган шахсни рағбатлаштиришни ҳам билиши лозим.

Тарбиячи тарбияланувчининг танловини зарур бўлган ҳаракатлар ва хулқи фойдасига йўналтириши керак. Баъзан тарбияланувчига бу усулни танлаш қийин ва ёқмайдиган, лекин зарурий бўлади.

Оқилона педагогик мажбурлаш жараёнида тарбиячи тарбияланувчининг ўзи онгли равишда ўзини мажбурлашига ва ўзини чеклашига эришади. Бундай таъсир кўрсатиш тарбияланувчининг ўз эркинлигини чеклайди ва қийналади. Бу мураккаб жараён. У фақатгина, тарбиячи қувончли келажаги билан бирга тарбияланувчининг иродасини, унинг ўзини англашга қобилиятини, ўзини тута

билишини, унинг ички маънавий эркинлигини ривожлантиришга мустаҳкамлашга эришганидагина мақсадга эришилади.

Кўзланган натижага эришиш учун, педагог асосий масалани ҳал этиши керак. Асосий масала тарбияланувчиларнинг мазмуни ва позитив йўналган ҳаётларини ташкил этишдан иборатдир. Тарбияланувчилар ҳаётини ташкил этиш асоси болалар ва катталарнинг муносабатлар бўйича биргаликдаги жамоавий фаолияти бўлиши керак. Бундай фаолиятни ташкил этиш ўзаро алоқаларнинг маҳсулдорлигини таъминлашда етарлича имкон беради. Педагог учун меъёрий педагогик жараённи амалга ошириш муҳимдир. Бу жараён ҳар доим ҳам бир хил бўлмайди. Бир томондан у ҳамкорлик, биргаликда ижод, ҳамдўстлик билан бошқа томондан эса турли хил келишмовчиликлар, қарама-қаршиликлар, низолар, нотўғри хулқ билан боради. Бундай жараёнда педагог зулм ўтказмайдиган, фойдали таъсир кўрсатадиган воситаларга бой имкониятларидан фойдаланиши керак.

Бу масалани ҳал этишда педагог тарбияланувчи ақл – идрокига, муҳаббатига, обрўси ва кадр-қимматига мурожаат этиши имконияти орқали эришади. Педагог ўзининг ҳақлигини исботлашга жиддий далил-исботлар, мисоллар билан ишонтириш воситаларини излайди.

Юқорида зулм қилмаслик педагогикаси мураккаб ва қарама-қарши жараёнлиги айтиб ўтилган эди. Шунинг учун зулм қилмаслик педагогикаси фақатгина бу жараёнга ўқитувчининг бир ўзи эмас, тарбияланувчиларнинг ўзлари ҳам тайёрланган бўлганларидагина мақсадга мувофиқ бўлади.

Педагог биринчи навбатда болалар уни тушунишларини ҳис этиши керак. Ана шу мақсадда педагог тарбияланувчиларнинг танқидий фикрлашлари, уларнинг ҳаётий ходисаларни мустақил таҳлил қилиш ва баҳолаш қобилиятларини ривожлантириш устида ишлаши керак. Болалар ташқи таъсир кўрсатишлардан қатъий назар мустақил қарор қабул қилишга ўрганишлари керак.

Педагогик зулм ўтказмаслик болалар ва катталарнинг объектив, табиий ва ижтимоий зарур ўзаро алоқаларидир. Бу ўзаро алоқалар маҳорат билан қўлланилган ақлли мажбурлашга асосланган. “Педагогик ёрдам” атамаси педагогик адабиётларда ўзининг синонимларига эга. Булар: “психологик-педагогик кузатиш, педагогик ўзаро алоқалар, индивидуал ёрдам”.

**Психологик-педагогик кузатиш.** М.Р. Битянов, И.В. Дубровин, Я.И. Рогов ва бошқаларнинг психологик-педагогик кузатиш тарбияланувчи билан бирга, унинг ёнида ҳаракат қилиш, баъзан, бир оз олдинда ҳаракатланишни ифода этувчи педагогик ёрдамнинг бир тури тушунилади.

Тарбияловчининг вазифасига куйидагилар киради: ўз тарбияланувчисини диққат билан кузатиши ва кулоқ солиши, унинг истаклари ва талабларини ўрганиши, ютуқларини ва юзага келадиган кийинчиликларини қайд этиши, маслаҳат билан ёрдам бериш ва теварак-атрофга намуна бўлиб йўл кўрсатиши кабиларни айтиб ўтиши мумкин.

Педагог учун тарбияланувчисини назорат қилмаслик, унга ўзининг йўналишлари ва йўлини мажбурламасликка интилиш муҳим ҳисобланади. Педагогик кузатиб бориш шахснинг мавжуд ёки мумкин бўлган муаммоларини аниқлаш ва таҳлил қилиш бўйича тарбияловчи ва тарбияланувчининг ўзаро муносабатлари усули ҳисобланади.

Педагогик кузатиш жараёнида юзага келган муаммони ҳал этиш мумкин бўлган йўлини биргаликда лойиҳалаштириб, амалга оширилиши керак. Педагог педагогик кузатишни ташкил этишида катталар ва тарбияланувчи ўртасида очик, бир-бирига ишониш, шериклик, ўзаро муносабатларининг ташаббускори бўлиши керак. Шу каби педагог педагогик кузатишда маҳоратли инсон бўлиб иштирок этади. У шаклланаётган шахсга рефлексияга қобилиятини ривожлантиришга ўз ҳаракатлари учун жавобгарликни ҳис этишига ёрдам беради. Педагогик кузатиш шахслараро ўзаро муносабатлар вазиятларида ҳар бир шахснинг муваффақиятли ўқиши ва ривожланиши учун педагогик, психологик ва ижтимоий шароитларни яратишга йўналтирилган.

**Педагогик ўзаро алоқалар.** Бу иштирокчилар ўртасида турли хил таъсир кўрсатишлар алмашиш бир-бирига боғлиқ жараёнدير.

Психологик-педагогик тадқиқотлар муаллифлари томонидан педагогик таъсир кўрсатишни ташкил этиш ва амалга оширишга талаблар ишлаб чиқилган.

Бу талабларга куйидагилар киради:

- ўқувчилар ва педагогнинг ўзаро муносабатларида диалоглилик;
- ўзаро алоқаларнинг фаолиятли-ижодий хусусиятлилик;
- шахснинг индивидуал ривожланишини қўллашга қаратилган;
- шахсга мустақил қарор қабул қилиши, билим олиш ва хулқи мазмуни ҳамда усулларини ижодий танлаши учун зарур шароитларни яратиб бериш.

Педагогик ўзаро алоқаларни ташкил этишда педагог бир қатор шартларга амал қилиши керак. Бундай шартларга куйидагилар киради:

- тарбияланувчининг инсоний маданият дунёсига қўшилиш истагини доимий таъминлаб туриш;
- ҳар бир шахсга мустақиллигини намоён этиш, янги тажрибаларни эгаллаши учун шароитлар яратиб бериш;
- тарбияланувчининг фаоллигини қўллаб туриш учун коммуникатив шароитлар яратиш;

- турли алоқалар тизимида тўғри ўзаро муносабатларни рағбатлантириш: “жамият-гуруҳ-шахс”, “давлат-тарбия институтлари -шахс”, “жамоа-микро гуруҳ-шахс” “педагог-тарбияланувчи”, “шахс-шахслар гуруҳи”, шахс-шахс;

- шахснинг мен-концепциясини ташкил топишига ёрдам бериш;

- ҳаёт фаолиятининг турли соҳаларида биргаликда маҳсулдор муносабатларни рағбатлантириш.

**Индивидуал ёрдам.** Бу жараён тарбияланувчига тарбиячи томонидан ўйлаб чиқилган ва англаб етилган зарур шароитларни яратиб беришни кўзда тутди. Бундай шароитларга куйидагиларни киритиш мумкин:

- ўз эҳтиёжини қондириш ва бошқа одамлар эҳтиёжларини қондириш учун зарур билим, кўрсатма ва кўникмалар;
- ўзининг кадриятларини, кўрсатма ва малакаларини англаб етиш;
- ўзини англашни, ўзини мавқеини белгилаш, ўзини амалга ошириш ва ўзини ташкил этишни ривожлантириш;
- ўзини ва бошқаларни тушунишни, ижтимоий муаммоларга таъсирчанликни ривожлантириш;
- гуруҳга ва жамиятга алоқадорлиги ҳиссини ривожлантириш.

Психолог ва педагогларнинг тадқиқотларини таҳлил қилиш педагогик ёрдам кўрсатишни ташкил этиш жараёни жавоб бериши керак бўлган асосий талабларни ажратиб кўрсатиш имконини берди. Бундай талабларга куйидагилар киради:

- “Шахснинг ривожланиши ижтимоий вазиятини” яратиш (Л.С.Виготский, А.Р.Лурия, А.Н. Леонтьев, А.С.Макаренко);
- Тарбияланувчини “микро муҳитни ва шахсий табиатини фаол қайта ўзгартирувчига” айлантириш (С.А. Рубинштейн, В.А. Сухомлинский, А.И. Божович);
- Шахснинг талаб-эҳтиёжли ва эмоционал-иродавий соҳаларида ижтимоий-қимматли силжишларни рағбатлантириш (Б.М. Теплов, А.В. Петровский, Л.Ю. Гордин, Б.Т. Лихачев, В.М. Коротов);
- Шахснинг сифат хусусиятларини юзага келиши ва фаолияти жараёнини ҳисобга олиш (Д.Б. Эльконин, Д.И. Фельдштейн);
- Тарбияланувчилар шахсга хос индивидуал хусусиятларини ҳисобга олиш;
- Алоқалар жараёнида ўзаро муносабатлар мақсадга мувофиқ тизимини ўрнатиш йўли билан тузатиш ишларини амалга ошириш (В.П. Зинченко, Г.Ф. Кумарина, А.Г. Ковалев, А.В. Мудрик);
- Шундай қилиб, педагогик ёрдам кўрсатиш ўқитувчининг касбий фаолияти бошланғич коидалари сифатида қаралади.

## РОЛЬ ИНОСТРАННЫХ ИНВЕСТИЦИЙ В РАЗВИТИИ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

**Мамадалиева Н.А.**, доцент кафедры «Экономика и менеджмент» НГГИ, канд. экон. наук; **Шамиев Г.У.**, ст. преподаватель кафедры «Экономика и менеджмент» НГГИ, канд. экон. наук; **Иноятова М.Ш.**, студент НГГИ

Важнейшую роль, в развитии промышленного комплекса любой страны играет привлечение иностранных инвестиций в экономику, потому что социальная стабильность и экономический прогресс имеют прямую зависимость с состоянием национальной промышленности и её отраслей.

Исходя из этого, в Республике Узбекистан принято несколько Указов по развитию национальной экономики за счет привлечения иностранных инвестиций, которые обеспечивают сосредоточение усилий по ускорению технического прогресса, содействуют повышению конкурентоспособности национальных отраслей и предприятий.

Стремясь снизить собственную зависимость от экспорта сырья и продукции трудоёмких отраслей, государственные власти и в развивающихся, и в переходных, и в передовых экономиках стимулируют диверсификацию промышленности. Стабильность экономического роста и технологического лидерства зависит от инвестиций, направленных на обновление процессных ноу-хау и на постоянное аккумулирование физического капитала в промышленности.

Государственные структуры не в состоянии обеспечить необходимые объёмы инвестиций по всей экономике (по данным ЖГОО прямые инвестиции государственного сектора составляют всего около пятой части общих объёмов инвестиций), но правительство остается важным регулятором и стимулятором инвестиций, создавая фискальные и побудительные механизмы.

Привлечение иностранных инвестиций в промышленный комплекс необходимо для достижения следующих целей:

- возможность получения новой техники, технологии, ноу-хау;
- расширение экспортного потенциала и увеличение поступлений иностранной валюты;
- сокращение (замещение) импорта и уменьшение затрат иностранной валюты;
- поставка на внутренний рынок новых товаров;
- эффективное использование материальных, финансовых, трудовых, энергетических и других ресурсов, повышение рентабельности предприятия;
- приобретение управленческого опыта национальными кадрами;
- создание новых рабочих мест, повышение производительности труда, подготовка национальных кадров;

- модернизация промышленного комплекса.

В январе-марте текущего года инвестиции концентрировались на развитии базовых секторов экономики (промышленность, транспорт, связь), что способствовало росту до 67,4% инвестиций направляемых в производственную сферу. За сопоставимый период прошлого года этот показатель составил 63,4%. Развитие этих отраслей обеспечивает экономическую самостоятельность страны и способствует ускорению формирования инфраструктуры (табл. 1, 2).

Структурные преобразования экономики в направлении выпуска конкурентоспособной продукции и организации локализирующих производств, способствовали росту инвестиционного спроса в промышленности.

Доля инвестиций в январе-марте в отрасли промышленности выросла на 7,3 п.п. и составила 33,1% от общего объёма инвестиций. За счет собственных и привлеченных средств предприятий введены мощности четырех совместных производств по выпуску продукции легкой промышленности. Начато освоение месторождений углеводородного сырья Кандымской группы, строительство дожимной компрессорной станции на ПХГ «Газли», Дехканабадского завода калийных удобрений, реконструкция Самаркандского химического завода, продолжается модернизация Ташкентской ТЭС. Ведется работа по организации производства универсально-пропашных тракторов на СП «УзКейс-Трактор». Начало строительства выше отмеченных объектов ведется в основном за счет иностранных инвестиций, это и повлияло на рост в строительной промышленности.

Структура инвестиций, направляемых на развитие отраслей промышленности, изменилась. Основной сферой приложения капитала стали топливно-энергетический, металлургический комплексы, химическая, нефтехимическая и легкая промышленности.

Существующие мощности электростанций позволяют обеспечивать электроэнергией все инвестиционные проекты, реализуемые в Узбекистане в ближайшей перспективе без строительства новых генерирующих мощностей.

В целях углубления рыночных реформ в сфере энергетики, совершенствования системы управления и повышения эффективности функционирования предприятий энергетической отрасли и обес-

Таблица 1

**Структура инвестиций в основной капитал по отраслям промышленности, (%)**

	2000	2001	2002	2003	2004	2004/1	2004/1-11	2004/1-III	2005/1
Промышленность-всего	100	100	100	100	100	100	100	100	100
Электроэнергетика	5,3	3,8	6,0	9,4	9,5	11,5	11,9	11,1	9,5
Топливная	20,2	32,3	28,5	21,3	20,3	13,7	18,2	17,7	23,1
Металлургическая	9,0	11,5	12,4	22,3	16,4	10,6	13,0	13,8	12,9
Машиностроение	13,8	14,6	10,2	3,7	3,2	2,1	2,4	2,4	2,3
Легкая	7,9	15,9	14,3	21,3	20,7	28,1	21,8	23,8	15,1
Пищевая	8,4	8,2	7,9	3,8	5,0	3,0	4,8	5,5	3,5
Химическая и нефтехимическая	26,7	9,9	11,9	9,2	7,6	24,7	16,9	11,0	10,5
Строительных материалов	0,9	1,2	1,6	1,6	2,0	2,0	2,6	2,4	4,9
Прочие отрасли	7,8	5,0	7,2	7,4	15,3	4,3	8,4	12,3	18,2

Источник: Государственный комитет РУз по статистике

Таблица 2

**Технологическая структура инвестиций в основной капитал, (%)**

	2000	2001	2002	2003	2004	2004/1	2004/1-II	2004/1-III	2005/1
Всего	100	100	100	100	100	100	100	100	100
Строительно-монтажные работы	58,1	48,2	49,4	48,4	45,6	52,6	53,8	50,9	48,5
Машины, оборудование, инвентарь	30,6	39,5	38,6	39,7	43,6	36,1	32,4	37,6	37,7
Прочие затраты	11,3	12,3	12,0	11,9	10,8	11,3	13/	11,5	13,8

Источник: Государственный комитет РУз по статистике

печения на этой основе устойчивой работы энергосистемы страны, удовлетворения потребностей экономики и населения в электроэнергии, издан Указ Президента Республики Узбекистан от 22 февраля 2001 г. № УП-2812 «Об углублении экономических реформ в энергетике Республики Узбекистан» и принято постановление Кабинета Министров Республики Узбекистан от 24 февраля 2001 г. № 93 «О мерах по организации деятельности Государственно-акционерной компании "Узбекэнерго»».

Доля инвестиционных ресурсов в топливную отрасль повысилась до 23,1% от общего объема инвестиций, направляемых на развитие промышленности. С увеличением доли инвестиций на 2,3 п.п. в металлургический комплекс, на 0,2 п.п. в машиностроительный комплекс, на 0,5 п.п. в пищевую отрасль промышленности, их объем, соответственно, вырос до 12,9%, 2,3% и 3,5% от общего объема инвестиций, направляемых в основной капитал промышленности.

Инвестиции в основной капитал промышленности строительных материалов, в связи с принятием программы развития отрасли, выросли на 2,9 п.п. и составили 4,9% (реконструкция АО «Кварц», ООО «Кашкадарьямрамор», организация частных предприятий по выпуску мягкой кровли, стеновых и облицовочных материалов из местного сырья).

Сократилась доля инвестиций в отраслях, производящих экспортоориентированную продукцию: в легкую промышленность с 28,1% до 15,1%, в химическую и нефтехимическую с 24,7% до 10,5%. Реализация выше перечисленных проектов

станет способствовать росту инвестиций в химическую и нефтехимическую промышленности, а выполнение программы по привлечению инвестиций в текстильную промышленность активизирует рост капитальных вложений в легкую промышленность. До 9,5%, то есть на 2,0 п.п. понизились инвестиции в электроэнергетику. Модернизация Ташкентской ТЭС и работы по передислокации высоковольтных линий электропередач позволят повысить инвестиционную активность в электроэнергетике. На изменение структуры инвестиций в основной капитал отраслей промышленности повлияло изменение потоков иностранных инвестиций. Выросли иностранные инвестиции до 11,3% в металлургический комплекс и до 8,7% в промышленность строительных материалов. Значительный рост иностранных инвестиций в металлургический комплекс связан с проведением технического перевооружения Навоийского горно-металлургического комбината. В I квартале текущего года повысилась доля иностранных инвестиций на 4,2 п.п. в топливную отрасль и на 2,0 п.п. в пищевую промышленность. Их объемы за I квартал текущего года увеличились до 6,3% и 2,6% от общего объема иностранных инвестиций, направляемых на развитие промышленности.

Сократились на 23,3 п.п. иностранные инвестиции в легкую промышленность и на 30,8 п.п. в химическую и нефтехимическую. До 6,6%, то есть на 2,2 п.п., понизились иностранные инвестиции в область финансирования машиностроительного комплекса.

Доля объема строительно-монтажных работ со-

кратилась на 4,1 п.п., до - 48,5%. Доля инвестиций направляемых на приобретение машин и оборудования повысилась на 1,6 п.п. и составила 37,7% от общего объема инвестиций. Позитивные сдвиги в технологической структуре будут способствовать снижению степени износа активной части основных производственных фондов, то есть повышению их технического уровня.

На данном этапе рыночных отношений государственное влияние в инвестиционный процесс должно быть нацелено на стимулирование притока иностранных инвестиций в реальный сектор экономики.

Добиться еще большей эффективности можно привлечением иностранных инвестиций и решением следующих задач:

- формирование методологической базы, приемлемой и понятной для иностранных инвесторов;
- создание эффективной системы инвестиционно-кредитования;
- обеспечение более широких возможностей для конвертируемости валюты и ее вывоза;
- создание реально действующей системы льгот для иностранных инвесторов в отдельных отраслях и регионах;
- четкое разграничение собственности и полномочий между хозяйствующими субъектами, вышестоящими ведомствами (концернами, ассоциа-

циями и т.д.) и местными властными структурами;

- создание стабильного экономического и внешнеэкономического законодательства, включая нормативную базу по свободным экономическим зонам и концессиям;
- снижения налогового бремени и упрощения структуры налогов;
- создание эффективных механизмов страхования иностранных инвестиций;
- осуществление конкретных мероприятий по демонополизации отраслей экономики;
- продажа в полную собственность иностранных инвесторов предприятий, производящих продукцию и оказывающих услуги, пользующиеся устойчивым спросом;
- осуществление приватизации базовых отраслей промышленности;
- формирование производственной, финансовой и рыночной инфраструктуры, включающей современные коммуникации, информационную базу и развитый фондовый рынок.

В целом, все эти меры, при их грамотном осуществлении, должны будут способствовать улучшению социального положения населения страны, улучшению его благосостояния и повышению качества жизни, что и является одной из главнейших задач государства!

УДК 162

© Назарова С.Э., Заиров Ш.Ш., Солиев Б. 2006 г.

## ЗАБЫТЫЙ КАМЕНЬ

Назарова С.Э., ассистент кафедры «Безопасность жизнедеятельности» НГГИ; Заиров Ш.Ш., ассистент кафедры «Горное дело» НГГИ; Солиев Б., ассистент кафедры «Безопасность жизнедеятельности» НГГИ

Карак, судя по описанию Беруни, - это белый камень, который довольно легко обрабатывается на токарном станке и, следовательно, вязок и мягок. Изделия из него, по старинным описаниям: «похожи на слоновую кость; на ощупь он сухой и холодный, если положить в уксус – появляется пена, он ненавидит уксус и гневается». Именно по этому свойству его можно отнести к группе карбонатов [1-4].

Беруни поразили свойства карака, потому что когда его кладут на растирочный камень, установленный с некоторым отклонением от прямой линии, и польют его поверхность острым уксусом, то он начинает двигаться. Это наблюдение вполне реальное и объяснимое: при реакции с кислотой выделяется углекислый газ в виде пузырьков. Поскольку растирочный камень не горизонтален, сила пузырьков начнет покачивать камень, он заскользит по наклонной поверхности. Беруни крайне ответственно относился к слухам, басням, небылицам, писал только то, что сам видел, или когда доверял рассказчику. Далее он пишет вот что: «... я не видел камня, который боится (буквально – «ненавидит») уксуса, но об этом камне говорят, что он в стеклянном сосуде не падает перпендикулярно по

отвесу, если под ним находится другой сосуд с уксусом, а падает наклонно в сторону, противоположную той, где находится уксус».

Неужели за этой фразой скрывается тонкое наблюдение о необычном поведении карака в гравитационном поле? Или это свидетельство еще одного свойства физического поля Земли?

Где же карак искать? Об этом мы находим только обрывочные глухие указания. Дело в том, что в древние времена среди мусульман было несколько религиозных толков. Было в исламе течение, которое называлось шиитским. «Шииты, - пишет Беруни, - пользовались печатями из белого камня, а их соперники – печатями из черного камня, чтобы отличаться друг от друга, и это похоже на то, как население по обеим берегам Исфидруда различаются тем, что одни упоминают (в молитвах) черное знамя, а другие – белое...».

Своеобразная аналогия с войной Белой и Алой роз: война Белого и Черного камня. Белый камень здесь – карак, а черный – гематит.

Следовательно, карак надо искать в музеях, освещающих эпоху шиитского движения, особенно про-

цветающего на южных берегах Каспийского моря. Беруни упоминает и о том, что хоть место, где добывался карак, находится в странах Востока, а похож он на скорлупу страуса, но частично поддается полировке.

На Ближнем Востоке на путях от берегов Каспия к Аравийскому морю, высоко в горах есть мавзолей с таким же, как у камня, названием: мавзолей Карака.

В 1803 году академик В.М. Севергин издал книгу, в которой он описывает минералогический кабинет Анны Явлонской в Варшаве, и в этом кабинете он самолично видел какие-то камни, которые двигались в уксусе.

Если бы удалось побывать в Варшаве или на южных берегах Каспийского моря, пройти по следам белого камня и отыскать загадочный карак, чтобы

проверить – действительно ли он ведет себя необычно в гравитационном поле Земли? И почему на него влияет только уксус? История карака сложна и запутана. Этот камень использовался человеком с самых древних времен. Мы заинтересованы в том, чтобы восстановить историю карака. Отыскать его местонахождение и использовать его как в обыденных целях, так и как элемент духовной культуры.

#### Список литературы:

1. Заруба К., Менцл В. «Инженерная геология». М.: Недра, 1979.
2. Кренделев А. «Легенды и были о камнях». Красноярск, 1986.
3. Самсонов С. «Самоцветы». Киев, 1985.
4. Дорохин И.В. и др. «Месторождения полезных ископаемых и их разведка». М.: Недра, 1989.

УДК 622

© Сайидова М. 2006 й.

## ЗАРАФШОН ВОҲАСИ АҲОЛИСИНИНГ МАЪНАВИЙ ҲАЁТИДАН ЛАВҲАЛАР (IX – XIV асрлар)

Сайидова М., НДКИ «Ижтимоий фанлар» кафедраси ассистенти

Мустикаллиқ йилларида Ўзбекистонда тасаввуф таълимоти, унинг маънавий дунёси ва тарихини очиб беришга қаратилган қатор тадқиқотлар бажарилди. Биз ҳам тасаввуфнинг Марказий Осиё меъморчилигидаги моддий ифодасини очиб ўрганишга йўналтирилган тадқиқотлар устида иш олиб бордик. Бу тадқиқотлар натижалари бизга ўрта асрларда Зарафшон воҳасида ҳақиқатан ҳам омма учун мўлжалланган «маънавий – маърифий марказлар» бўлганлигининг ва уларнинг ўлка халқи тафаккури тараққиётида катта рол ўйнаганлигини тасдиқламоқда. Бироқ, афсуски бундай маънавий марказлар ўтмишда ўзгача ном билан аталиб, бу номдан улар бажарган кенг қамровли маънавий-маърифий вазифалар моҳияти замонавий тадқиқотчиларимиз томонидан тўғри англашилмаган. Натижада ўтмишимиздаги бундай марказларнинг тарихий роли ва ўрнига шу чоккача ҳолисона баҳо берилмай келинган. Айтиш керакки, гап тасаввуфнинг меъморчиликдаги ифодаси, яъни тасаввуф мактаблари жойлашган хонақоҳлар устида бормоқда. Дарҳақиқат, хонақоҳлар ўзларининг илк меъморий шаклланиши даврида (IX- XII асрлар) сўфийлик йўлига кирган дарвешлар учун бошпана вазифасини бажарган. Бироқ, бу сўфийларнинг илк зоҳидлик даври эди. Бу даврларда улар ҳали тасаввуфнинг иккинчи даври – орифийликкача етиб келмаган эдилар. Зоҳид сўфийлар ўзларига тақво ва парҳезликни бош мақсад қилиб қўйган бўлсалар, ориф сўфийлар асосан дунёни билиш ва Оллоҳни танишга интилганлар. XI-VII асрлар сўфийлик ҳаракатида қатор ана шундай орифий мактаб ва силсилалар таркиб топиб, улар Хуросон, Мовароуннаҳр, Ироқ ва Туркистонда катта шухрат қозонганлар. Термиздаги Ҳаким

ат - Термизий, Хуросондаги суҳравардия, Бухородаги хўжагон ва Гиждувоний, Туркистондаги яссавия, Хоразмдаги кубровия ана шундай тасаввуф мактаблари ҳисобланиб, уларнинг ҳар бири ўз хонадонларига, яъни маънавий-маърифий марказларига эга бўлганлар. Ана шу марказлардан халққа тасаввуф таълимотининг зиёси таралган.

XIII аср охири XIV аср бошлари тасаввуф ривожини учун алоҳида бир маҳсулдор давр ҳисобланиб, бу даврда у ҳам назарий-илмий ҳаракатчанлик нуктаи назардан ўзининг юксак чўққисига эришади. Тасаввуф адабиётининг гуллаб яшнаши ҳам шу даврга тўғри келади.

Мутафаккир шайхлар ва улуг сўфий шоирлар тасаввуф илмига куч ато этиб, уни ўз асарларида фалсафа ва ҳикмат билан бойитадилар. Ориф сўфийлар энди коинот тузилиши, инсоннинг хусусиятлари, олам ва одам муносабатлари, комил инсон тушунчалари билан бош қотирадилар. Тасаввуф намоёндаларининг, уламо-ю шайхлар ва сўфий шоирларнинг бундай асарларида фалсафий, дунёвий ва илоҳий илмлар ўз ифодасини топади. Натижада тасаввуф халқ оммаси учун ислом шарқи дунёсининг маънавий-ахлоқий мезонларига айланиб боради.

У мусулмончилик деган буюк бир қадриятнинг кенг халқ оммаси орасига ёйишга, унинг ҳамма учун баробар бўлишлигига, эл-улус осойишталиги, ҳамжихатлик, бир-бирига ёрдам қўлини чўзиш, биродарлик, фугувватчилик қадриятларини тарғиб қилади.

Бу ҳаракатларга мутафаккир шайхлар ва мута-саввуф шоирлар бош-қош бўлдилар. Улар ўзларининг тасаввуф институтлари - хонақоҳларини тақводор зоҳид дарвешларнинг макони эмас, бу ўз

даврининг маънавий-маърифий марказларига айлантира бориб, айнан шу марказларда тасаввуф илмининг амалий ва фалсафий асосларини яратадилар ва халққа тарғиб қиладилар.

Айнан шунинг учун ҳам хонақоҳлар XIV асрнинг охири ва XV асрнинг бошларида қишлоқ ва шаҳар чеккаларида жойлашган буюк шайхларнинг қароргоҳлари ва қабргоҳларидан фарқли ўлароқ, шаҳарлар ичкарасида, мадрасалар ёки масжидлар қошида қурилиб, ўрта асрнинг ўта муҳим маърифий-маънавий марказларига айлана боради. Бундай хонақоҳларни бошқариш учун уларни таъсис этган ҳомийлар ўз даврининг энг иқтидорли мударрисларини тайин этади. XV асрда Самарқандда Мирзо Улуғбек бино этган Регистон ансамблидаги Улуғбек хонақоҳи, шаҳардаги Абуллайс хонақоҳи, Карманадаги Қосим Шайх, Бухородаги Файзобод хонақоҳлари Зарафшон воҳасининг ана шундай машҳур маданий-маърифий марказлари

дан ҳисобланган, уларнинг бошқарув, ҳўжалик ва хизмат юмушлари билан юзлаб кишилар банд бўлганлар.

Бундай маънавий марказлари таркибида жамоатхона, кутубхона, кироатхона хужраларидан ташқари қорихона, ҳатто ҳаммомлар ҳам бўлган. Айнан ана шундай маънавий-маърифий марказлар тасаввуф ва калом илмларининг Зарафшон воҳасидаги машҳур мактаблар тизимини ташкил қилган. Бу мактабларда ёзилган ажойиб асарлари ва яратилган таълимотлардан халқ оммасига маърифат ва маънавият зиёси таралган.

Хулоса қилиб айтганда, Зарафшон воҳасида X - XVII асрларда ана шундай маърифий-маънавий марказлар тизими ишлаб турган ва улар нафақат меъморчиликдаги ўзига хос ифодаси билан, балки халқ маънавий ҳаёти, тафаккурини бойитиш ва ривожлантиришда муносиб ўрни билан ажралиб турган.

## ЗАЩИТА ДИССЕРТАЦИЙ

*20.04.2006 г. Высшая Аттестационная Комиссия Российской Федерации утвердила решение Специализированного совета Д 212.128.04. при Московском государственном горном университете о присуждении начальнику ПТО Рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК Коломникову С.С. ученой степени кандидата технических наук по специальности 25.00.22 – Геотехнология (подземная, открытая и строительная).*



*В диссертационной работе на тему «Разработка методов и средств интенсификации циклично-поточной технологии открытой разработки сложно структурных месторождений» на основе выполненных исследований адапционных возможностей существующих и разработанных методов и средств интенсификации ЦПТ Коломниковым С.С. дано решение актуальной научно-технической задачи повышения эффективности работы горно-транспортного оборудования при открытой разработке месторождений. Разработанные инженерно-технические решения внедрены в практику работы карьера Мурунтау Навоийского горно-металлургического комбината со значительным экономическим эффектом.*

*14.12.2005 г. на заседании Диссертационного совета Д 14.61.25. Казахского национального технического университета состоялась защита диссертации начальника производственно-технического бюро Объединенной энергослужбы внешнего водоснабжения Центрального рудо-*

*управления НГМК Имомова Т.Ш. на тему: «Повышение эффективности и надежности работы систем водоснабжения в условиях Центральных Кызылкумов», по которому 19 мая 2006 года Решением Комитета по надзору и аттестации в сфере образования и науки Министерства образования и науки Республики Казахстан ему присуждена ученая степень кандидата технических наук. В диссертационной работе Имомова Т.Ш. дано решение актуальной научно-технической задачи по разработке научно - практической основы повышения эффективности и надежности работы сооружений и магистральных трубопроводов систем регионального водоснабжения с учетом их технического состояния и качественных характеристик воды. Получены аналитические зависимости изменения физико-химических показателей воды рек Амударья, Зарафшан, разработаны новые решения вопросов восстановления сильно изношенных стальных труб и ввода хлора в высоконапорные трубопроводы, достигнуто улучшение технологии осветления высокомутной воды полиакриламидом без применения коагулянта при ее очистке.*



*Руководство НГМК, профессорско-преподавательский коллектив НГГИ и коллеги по работе сердечно поздравляют Коломникова Сергея Семеновича и Имомова Тулкина Шоназаровича с присуждением им ученой степени кандидата технических наук!*